

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

Кваліфікаційна наукова праця
на правах рукопису

ГЛУХОВЕРЯ МИКОЛА РОМАНОВИЧ

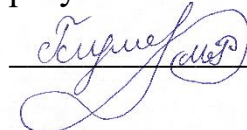
УДК 622.765.46

ДИСЕРТАЦІЯ
ТЕХНОЛОГІЯ ЗБІЛЬШЕННЯ ВИЛУЧЕННЯ
ПАЛИВНОЇ МАСИ ІЗ ЗОЛОШЛАКОВИХ ВІДХОДІВ ВУГІЛЬНИХ
ТЕПЛОЕЛЕКТРОСТАНЦІЙ

184 – «Гірництво»

Подається на здобуття наукового ступеня доктора філософії

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

 М.Р. Глуховея

Науковий керівник
доктор технічних наук, професор
Младецький Ігор Костянтинович

Дніпро – 2024

АНОТАЦІЯ

Глухова М.Р. Технологія збільшення вилучення паливної маси із золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора філософії за спеціальністю 184 – «Гірництво», – Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Міністерство освіти і науки України, Дніпро, 2024.

Представлена дисертація є закінченою науково-дослідною роботою, яка присвячена вирішенню актуального наукового завдання, яке полягає в розробці технології збільшення вилучення паливної маси із накопичених золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій України, що досягається за рахунок встановлення технологічних параметрів які мають вплив на процес флотаційного вилучення паливної маси із золошлакових відходів, розробки регресійної моделі прогнозування зольності концентрату паливної маси в залежності від факторів впливу під час флотації, розробки математичної моделі прогнозування показників збагачення золошлакової сировини, розробки математичної моделі яка дає змогу теоретично знаходити оптимальну витрату реагенту-збирача необхідного для флотаційного процесу.

На основі аналізу літературних джерел розглянуто питання утворення золошлакових відходів та об'єму їх накопичення, а також їх річний приріст. При спалюванні вугілля на теплоелектростанціях утворюється незгоріла частина палива, яка складається з золи та шлаку. Існуючі технології з переробки золошлакових відходів не забезпечують в достатній мірі якість продуктів переробки. Зіставлення існуючих проблем та методів їх вирішення дало змогу сформулювати наукові завдання дослідження. Перспективність та економічна рентабельність технології повинна забезпечуватись якісними продуктами переробки при мінімальних енерговитратах, тому дослідження збагачувальних властивостей золошлакових відходів дозволить розробити технологічну схему

збільшення вилучення паливної маси, що створить наукове підґрунтя для ефективної переробки цих відходів.

Досліджено гранулометричний та фракційний склад золошлакових відходів. Представлено хімічний склад золошлакової сировини, визначено вміст паливної маси в класах крупності. За даними фракційного аналізу визначена межа концентрації вугільних частинок. Досліджено параметри які впливають на процес вилучення вугільних частинок із золошлакових відходів за допомогою методу флотації, так порівнюються якісні та кількісні показники продуктів переробки які отримані на двох флотаційних машинах механічного та ежекторного типу. При флотації золи винесення кращі результати отримані на флотаційній машині ежекторного типу, вихід пінного продукту склав 18,6 % із зольністю 25,1 %, порівняно із флотаційною машиною мехнічного типу, де зольність пінного продукту склала 36,5 % із середнім виходом 21,1 %. Попередньо експериментально визначені оптимальні витрати флотаційних реагентів на рівні не більше 3500 г/т збирача та спінювача до 250 г/т, встановлено необхідний час флотації.

Досліджено основні фактори які впливають на функцію відгуку (зольність вугільного концентрату) під час флотації золи винесення. Виконані обчислення щодо визначення коефіцієнтів регресії та ступеня впливу факторів на процес флотації. Складені графіки значущості факторів і тривимірної поверхні розрахункової функції відгуку. Отримані дані дають змогу прогнозувати кінцеві показники зольності вугільного концентрату.

Попередньо експериментально визначені сепараційні характеристики флотаційного розділення й замкнутих циклів, визначені співвідношення, що дозволяють розрахувати показники розкриття вугільних частинок у золошлакових відходах, на підставі яких знайдені функції розподілу частинок за вмістом у них цінного компоненту – фракційний склад. Визначені сепараційні характеристики з'єднань розділових блоків, що складаються з декількох операцій перечисток збагаченого – пінного продукту. Виконано розрахунок із визначення кількісних і якісних показників розділення.

Проведено термодинамічний аналіз можливості закріплення частинки цінного компонента на поверхні бульбашки повітря. Досліджено вплив способу аерації пульпи та гранулометричної характеристики бульбашок повітря в камерах флотаційних машин ежекторного та механічного типу на витрату реагенту-збирача та на вилучення цінного компонента. Розглянуто процес взаємодії вугільних частинок, бульбашок повітря та флотаційних реагентів в камері флотаційної машини, досліджені параметри які впливають на процес надійного закріплення вугільної частинки на поверхні повітряних бульбашок.

Визначено ймовірність зустрічі та закріплення вугільної частинки на поверхні бульбашки повітря яка пропорційна відношенню розміру частинки до вільної поверхні бульбашки. Розроблено алгоритм розрахунку оптимального співвідношення повітряної та твердої фаз при флотації золи винесення.

Будь-який переріз поверхні твердих частинок являє собою в проекції випадкову функцію з виступами і впадинами що чергуються. Зіставлення поверхні частинки з поверхнею овалу чи кулі дає відхилення у більший чи менший бік, тобто утворюються виступи та впадини. Впадини є ініціаторами накопичення зайвої кількості реагенту-збирача або поверхнево-активної речовини (ПАР). Для вивчення закономірностей зміни поверхні використано статистичний підхід шляхом візуального дослідження під мікроскопом нерівностей поверхні вугільних частинок золи винесення для визначення об'єму порожнеч. Для кількісного отримання результатів визначалися відношення вмісту порожнин до об'єму частинки. Розрахунок кількості реагенту-збирача необхідного для заповнення порожнеч поверхні частинок визначався шляхом зіставлення з результатами лабораторних досліджень.

Вперше розроблено математичну модель розрахунку оптимальної кількості реагенту-збирача необхідного для ефективного вилучення вугільного концентрату із золи винесення.

На підставі отриманих теоретичних та практичних досліджень розроблено технологічну схему з переробки золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій, розраховано якісно-кількісну та водно-шламову схему.

Проведено розрахунок основного технологічного обладнання, розраховані енерговитратні та економічні показники технологічної схеми. Розроблена технологічна схема дозволяє отримати шлак який може бути використаний для облаштування промислових доріг, вугільний концентрат із зольністю 21,80% який може бути використаний як вторинне паливо для вугільних теплоелектростанцій, мінеральну частину золи із зольністю 98,10% яка може знайти широке використання в будівельній індустрії. Доцільність реалізації технологічної схеми підтверджено техніко-економічним обґрунтуванням, собівартість переробки золошлакових відходів складає 1004,2 грн/т, термін окупності інвестицій складає до 3 років.

Напівпромислові випробування розробленої технологічної схеми підтвердили результати наукових досліджень, енерговитрати не перевищували 33,5 кВт·год/т переробки золошлакових відходів.

Ключові слова: техногенні родовища, золошлакові відходи, зола винесення, теплові електростанції, переробка відходів, збагачення, технологічні схеми, флотація, вугільний концентрат, реагент-збирач, вугільні шлами, гірництво.

СПИСОК ПУБЛІКАЦІЙ ЗДОБУВАЧА ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Основні наукові результати дисертації опубліковані в наступних працях:

Статті у наукових фахових виданнях, включених до переліку наукових фахових видань України:

1. Глуховець, М. Р., & Младецький, І. К. (2023). Розрахунок кількості реагенту-збирача що подається в пульпу при флотації. *Збірник наукових праць НГУ*, 73, 7-15. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/73.007>

Статті у виданнях, що індексуються в наукометричній базі даних Scopus:

2. Hlukhoveria M., Mladetskyi I., Levchenko K., & Berezniak O. (2022). Beneficiation properties of ash-and-slag dumps. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, 1, 46-50. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2022-1/046>

3. Hlukhoveria, M., Mladetskyi, I., Levchenko, K., & Borysovska, O. (2023). Improving the technology of extracting coal concentrate from fly ash from thermal power plants. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, 4, 33-39. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2023-4/033>

Матеріали міжнародних наукових конференцій:

4. Глуховець, М. Р., & Младецький, І. К. (2023). Утилізація золошлакових відходів за рахунок вилучення вугільного концентрату методом флотації. *«Наукова весна» 2023: матеріали XIII Міжнародної науково-технічної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених (1–3 березня 2023 р., м. Дніпро)*, (с. 282–283). Режим доступу <https://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/163827>

5. Глухова, М. Р. (2023). Оптимізація технології збагачення вугільних частинок із золи винесення теплових електростанцій. *Scientific Collection «InterConf»: with the Proceedings of the 6th International Scientific and Practical Conference «Scientific Community: Interdisciplinary Research» (July 6-8, 2023; Hamburg, Germany)*, 161, 151-153. Retrieved from <https://archive.interconf.center/index.php/conference-proceeding/issue/view/6-8.07.2023>

6. Глухова, М., & Младецький, І. (2023). Дослідження збагачувальних властивостей золошлакових відходів теплових електростанцій. *Матеріали конференції МЦНД: Традиційні та інноваційні підходи до наукових досліджень: матеріали V Міжнародної наукової конференції (7 липня, 2023 р. м. Тернопіль, Україна (с. 124-126).* <https://doi.org/10.36074/mcnd-07.07.2023>

7. Глухова, М., & Младецький, І. (2023). Розробка методики розрахунку витрати реагенту-збирача при флотації. *Матеріали конференції МЦНД: Міжгалузеві диспути: динаміка та розвиток сучасних наукових досліджень: матеріали IV Міжнародної наукової конференції (21 липня, 2023 р. м. Хмельницький , Україна).* (с. 123-125). <https://doi.org/10.36074/mcnd-21.07.2023>

8. Hlukhoveria, M., & Mladetskyi, I. (2023). Development of a methodology for calculating a sufficient amount of reagent-collector for flotation enrichment of ash slag waste. *MININGMETALTECH 2023 – the mining and metals sector: integration of business, technology and education (29-30 November, 2023, Riga, the Republic of Latvia)*, 2, 179-181. <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-361-3-138>

ABSTRACT

Hlukhoveria M.R. The technology of increasing the extraction of fuel mass from ash and slag waste of coal-fired thermal power plants – Qualifying scientific work as a manuscript.

Dissertation submitted for the degree of Doctor of Philosophy in the specialty 184 - "Mining", - National Technical University "Dnipro Polytechnic", Ministry of Education and Science of Ukraine, Dnipro, 2024.

The presented dissertation is a completed scientific research work, which is dedicated to the solution of an actual scientific task, which consists in the development of a technology for increasing the extraction of fuel mass from the accumulated ash and slag waste of coal-fired thermal power plants of Ukraine, which is achieved by establishing technological parameters that have an impact on the process of flotation extraction of fuel mass from the ash and slag waste of thermal power plants, the development of a regression model for forecasting the ash content of the fuel mass concentrate depending on the influencing factors during flotation, the development of a mathematical model for forecasting indicators of enrichment of ash and slag raw materials, the development of a mathematical model that makes it possible to theoretically find the optimal consumption of the reagent-collector necessary for of the flotation process.

On the basis of the analysis of literary sources, the question of the formation ash and slag waste of thermal power plants and the volume of their accumulation, as well as their annual growth, was considered. When coal is burned at coal-fired thermal power plants, an unburned part of the fuel is formed, which consists of ash and slag. The existing technologies for the processing of ash and slag waste of thermal power plants do not ensure sufficient quality of the processing products. A comparison of existing problems and methods of solving them made it possible to form the scientific tasks of the research. The perspective and economic profitability of the technology must be provided by high-quality processing products with minimal energy consumption, therefore, the study of the beneficiation properties of ash and slag the

thermal power plant will allow the development of a technological scheme for increasing the extraction of fuel mass, which will create a scientific basis for the effective processing of this waste.

The composition of ash and slag waste granulometric and fractional characteristics were studied. The chemical composition of ash and slag raw materials, the content of coal particles in size classes are presented. According to fractional analysis, the limit concentration of coal particles is determined. The parameters that affect the process of extracting coal particles from ash and slag waste using the flotation method were studied, and the obtained qualitative and quantitative indicators of processing products obtained on two mechanical (MFV) and ejector (EFM) type flotation machines were compared. During the flotation of fly ash, the best results were obtained on the flotation machine of the EFM ejector type, the yield of the foam product was 18,6% with an ash content of 25,1%, compared to the flotation machine of the mechanical type of the MFV, where the ash content of the foam product was 36,5% with an average yield of 21,1%. The optimal consumption of flotation reagents was determined with the help of laboratory studies. The optimal consumption of reagents at the level of no more than 3500 g/t of the collector and foaming agent up to 250 g/t was determined experimentally, and the necessary flotation time was determined.

The main factors influencing the response function (ash content of coal concentrate) during flotation were studied. Calculations were performed to determine regression coefficients and the degree of influence of factors on the flotation process. Graphs of the significance of factors and the three-dimensional surface of the calculated response function were compiled. The obtained data make it possible to predict the final ash content of the coal concentrate.

The separation characteristics of flotation separation and closed cycles were determined experimentally, and the ratios were determined, which allow to calculate the indicators of the opening of coal particles in ash and slag waste, on the basis of which the functions of the distribution of particles according to their content of a valuable component - the fractional composition - were found. The separation

characteristics of the connections of the separation blocks, which consist of several cleaning operations of the enriched foam product, have been determined. A calculation was made to determine the quantitative and qualitative indicators of separation.

A thermodynamic analysis of the possibility of fixing a particle of a valuable component on the surface of an air bubble was carried out. The influence of the method of pulp aeration and the granulometric characteristics of air bubbles in the chambers of the flotation machines of the MFV and EFM on the consumption of the reagent-collector and the extraction of the valuable component was studied. The process of interaction of coal particles, air bubbles and flotation reagents in the chamber of the flotation machine was considered, the parameters affecting the process of reliable fixing of coal particles on the surface of air bubbles were investigated.

The probability of meeting and fixing a coal particle on the surface of an air bubble is determined, which is proportional to the ratio of the size of the particle to the free surface of the bubble. An algorithm for calculating the optimal ratio of air and solid phases during flotation of TPP ash has been developed.

Any cross-section of the surface of solid particles is a random function with alternating ridges and depressions in the projection. Comparing the surface of a particle with the surface of an oval or a sphere gives a deviation in a greater or lesser direction, that is, projections and depressions are formed. Depressions are the initiators of the accumulation of an excess amount of reagent-collector or surface-active substance (SAS). To study patterns of surface changes, a statistical approach was used by visual examination under a microscope of surface irregularities of coal ash particles from thermal power plants to determine void volume. To obtain quantitative results, the ratio of the content of cavities to the volume of the particle was determined. The calculation of the amount of reagent-collector necessary to fill the voids of the surface of the particles was determined by comparison with the results of laboratory studies.

For the first time, a mathematical model was developed for calculating the optimal amount of reagent-collector necessary for the effective extraction of coal concentrate from the ash of the thermal power plants.

On the basis of the received theoretical and practical studies, a technological scheme for the processing of ash and slag waste of thermal power plants was developed, qualitative-quantitative and water-sludge schemes were calculated. The calculation of the main technological equipment was carried out, the energy consumption and economic indicators of the technological scheme were calculated. The developed technology makes it possible to obtain slag that can be used for the construction of industrial roads, coal concentrate with an ash content of 21,80%, which can be used as a secondary fuel for thermal power plants, the mineral part of ash with an ash content of 98,10%, which can be widely used in the construction industry. The feasibility of implementing the technological line is confirmed by the technical and economic justification, the cost of processing ash and slag waste of thermal power plants is 1004,2 UAH /t, the investment payback period is up to 3 years.

Semi-industrial tests of the developed technological scheme confirmed the results of scientific research, energy consumption did not exceed 33,5 kWh/t processing of ash and slag waste of thermal power plants.

Key words: technogenic deposits, ash and slag waste, ash removal, thermal power plants, waste processing, beneficiation, technological schemes, flotation, coal concentrate, reagent-collector, coal sludge, mining.

ЗМІСТ

| | |
|--|----|
| ПЕРЕЛІК УМОВНИХ СКОРОЧЕНЬ | 15 |
| ВСТУП..... | 16 |
| РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ ВИРОБНИЦТВА І КІЛЬКОСТІ НАКОПИЧЕНИХ ЗОЛОШЛАКОВИХ ВІДХОДІВ ТЕПЛОВИХ ЕЛЕКТРОСТАНЦІЙ В УКРАЇНІ І ПОРІВНЯННЯ МЕТОДІВ ЇХ ПЕРЕРОБКИ..... | 23 |
| 1.1 Актуальність переробки ЗШВ в Україні | 23 |
| 1.2 Загальна характеристика ЗШВ | 26 |
| 1.3 Утворення ЗШВ та відмінності у їх складуванні в накопичувачі відходів ТЕС | 28 |
| 1.4 Способи утилізації ЗШВ та виділення з них цінних компонентів | 30 |
| 1.4.1 Можливості вилучення кольорових та рідкісноземельні металів..... | 31 |
| 1.4.2 Можливості вилучення паливної маси..... | 37 |
| 1.4.3 Можливості вилучення залізовмісного продукту | 41 |
| 1.5 Використання ЗШВ у будівельній індустрії | 43 |
| 1.5.1 ЗШВ у складі цементу..... | 43 |
| 1.5.2 Виробництво бетонів з використанням ЗШВ | 43 |
| 1.5.3 Використання ЗШВ при виготовленні керамічних виробів | 45 |
| 1.5.4 Виробництво теплоізоляційних матеріалів з використанням ЗШВ .. | 47 |
| 1.5.5 Використання ЗШВ у дорожньому будівництві | 48 |
| 1.6 Використання ЗШВ у сільському господарстві | 49 |
| 1.7 Інші шляхи використання продуктів переробки ЗШВ | 50 |
| 1.8 Можливі способи вирішення існуючих проблем з переробки відходів ТЕС | 51 |
| 1.8.1 Можливості гравітаційного методу збагачення | 52 |
| 1.8.2 Можливості магнітного методу збагачення | 52 |
| 1.8.3 Можливості електричного методу збагачення..... | 54 |
| 1.8.4 Можливості флотаційного методу збагачення..... | 55 |
| 1.9 Відомі впровадження технології з переробки ЗШВ ТЕС та формування завдань дисертаційної роботи | 56 |
| 1.10 Висновки за розділом | 59 |

| | |
|---|-----|
| РОЗДІЛ 2 ДОСЛІДЖЕННЯ ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ЗОЛОШЛАКОВИХ ВІДХОДІВ ТА РОЗРОБКА МОДЕЛІ ПРОГНОЗУВАННЯ ПОКАЗНИКІВ ЗБАГАЧЕННЯ | 60 |
| 2.1 Вивчення збагачувальних властивостей золошлакової сировини..... | 60 |
| 2.2 Дослідження можливості виділення залізовмісного продукту..... | 69 |
| 2.3 Вивчення флотаційних властивостей класифікованої золи винесення .. | 71 |
| 2.4 Дослідження кінетики флотації золи винесення на флотомашинах МФВ та ЕФМ | 76 |
| 2.5 Визначення витрати флотаційних реагентів при флотації золи винесення | 82 |
| 2.6 Математичне моделювання процесу флотації золи винесення на флотаційній машині ЕФМ..... | 85 |
| 2.7 Розробка математичної моделі обчислення очікуваних показників збагачення ЗШВ ТЕС..... | 100 |
| 2.8 Складання флотаційної схеми для вилучення паливної маси із ЗШВ .. | 110 |
| 2.9 Висновки за розділом | 113 |
| РОЗДІЛ 3 ВИВЧЕННЯ КІНЕТИКИ ФЛОТАЦІЇ. ЙМОВІРНІСТЬ КОНТАКТУ ЧАСТИНКИ ГОРЮЧОЇ МАСИ З ПОВІТРЯНОЮ БУЛЬБАШКОЮ У ФЛОТАЦІЙНІЙ КАМЕРІ. РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ ОПТИМАЛЬНОГО ДОЗУВАННЯ РЕАГЕНТУ-ЗБИРАЧА | 116 |
| 3.1 Термодинамічний аналіз можливості закріплення вугільної частинки на поверхні бульбашки повітря | 116 |
| 3.2 Дослідження гранулометричного складу бульбашок повітря у флотаційній камері флотомашин ЕФМ та МФВ. Вплив методу аерації на витрату флотаційних реагентів..... | 119 |
| 3.3 Визначення ймовірності контакту вугільної частинки з повітряною бульбашкою у флотаційній камері флотомашини ЕФМ..... | 124 |
| 3.4 Принцип доцільного співвідношення фаз (газ – рідина – тверде) флотаційного процесу..... | 130 |
| 3.5 Кінетичні особливості флотаційного процесу..... | 136 |
| 3.6 Фізико-математична модель процесу зіткнення мінеральних частинок з повітряними бульбашками. Модель без урахування траєкторії руху рідини навколо бульбашок | 139 |

| | |
|--|------------|
| 3.7 Кінематична модель процесу зіткнення бульбашок та мінеральних частинок (вихрова модель)..... | 140 |
| 3.8 Розробка методики визначення оптимального дозування реагенту-збирача при флотації..... | 143 |
| 3.9 Висновки за розділом | 152 |
| РОЗДІЛ 4 ТЕХНОЛОГІЯ ПЕРЕРОБКИ ЗОЛОШЛАКОВИХ ВІДХОДІВ ВУГІЛЬНИХ ТЕПЛОЕЛЕКТРОСТАНЦІЙ..... | 155 |
| 4.1 Методи переробки | 156 |
| 4.2 Характеристика продуктів переробки | 156 |
| 4.3 Використання продуктів переробки | 158 |
| 4.4 Опис технологічної схеми | 159 |
| 4.5 Техніко-економічне обґрунтування технології | 175 |
| 4.6 Проведення напівпромислових випробувань розробленої технологічної схеми..... | 177 |
| 4.7 Вплив роботи технологічного комплексу на довкілля | 178 |
| 4.8 Висновки за розділом | 178 |
| ЗАКЛЮЧНІ ВИСНОВКИ..... | 180 |
| СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ | 184 |
| ДОДАТОК А Розрахунок технологічного обладнання..... | 198 |
| ДОДАТОК Б Розрахунок економічних показників при переробці ЗШВ ТЕС . | 210 |
| ДОДАТОК В Довідка про використання результатів дисертаційної роботи ... | 216 |
| ДОДАТОК Г Акт напівпромислових випробувань технологічного комплексу з переробки ЗШВ ТЕС | 217 |
| ДОДАТОК Д Хімічний аналіз стічних вод після зневоднення продуктів переробки ЗШВ ТЕС | 218 |

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ СКОРОЧЕНЬ

ЗШВ – золошлакові відходи

ТЕС – теплова електростанція

ТЕЦ – теплоелектроцентрально

ЕФМ – ежекторна флотаційна машина

МФВ – механічна флотомашинна вугільна

ПАР – поверхнево-активні речовини

ВСТУП

Актуальність теми. Одним із головних джерел електроенергії в Україні поки що залишається вугілля. Для виробництва електроенергії на вугільних теплових електростанціях застосовують пиловугільне спалювання. У процесі спалювання вугільного палива утворюються золошлакові відходи, які складаються з суміші – шлаки 10 – 20% та зола винесення до 85%. Крім перерахованих складових золошлакової суміші, присутні частинки паливної маси (незгоріле вугілля або механічний недопал) в кількості 5 – 20%. Проблема утилізації цих відходів є гострою, оскільки займаються значні площі сільськогосподарських угідь, зберігання таких відходів згубно впливає на екологію довкілля. Щороку в Україні утворюється до 7 млн т відходів теплової генерації. Загальний обсяг накопичених золошлакових відходів станом на 2023 рік становить понад 360 млн т, а за найскромнішими підрахунками до 2035 року цей показник може становити понад 415 млн т. Рівень утилізації золошлакових відходів в Україні становить 8,3%, тоді як у країнах Європейського союзу цей показник становить 50%, а в деяких випадках і 100%.

Основний напрямок утилізації золошлакових відходів – це дорожньо-будівельна індустрія (сухі будівельні суміші, добавка до цементу, дорожнє покриття). Однією з вимог, що пред'являються будівельниками для використання золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій є мінімальний вміст частинок вугілля, які можуть знижувати характеристики міцності будівельних виробів. Технологія переробки відходів теплоелектростанцій повинна забезпечувати повний об'єм переробки цих відходів за рахунок отримання якісних продуктів, але на жаль існуючі технології не забезпечують цього.

Таким чином, автор бачить можливість розробити технологічну схему з переробки золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій яка дозволить більш ефективно вилучати незгорілу паливну масу, що досягається за рахунок розробки математичної моделі прогнозування показників збагачення

золошлакових відходів, розробки регресійної моделі прогнозування зольності вугільного концентрату в залежності від зміни факторів впливу під час флотації, розробки теоретичних припущень і методики розрахунку оптимальної кількості реагенту-збирача необхідного для вилучення паливної маси методом флотації.

Мета дисертаційної роботи полягає у збільшенні вилучення паливної маси із золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій, що здійснюється шляхом розробки технологічної схеми флотації.

Для реалізації поставлених цілей сформульовано та успішно вирішено такі основні завдання дослідження:

1. Аналіз процесу утворення золошлакових відходів, класифікація цих відходів за можливістю та доцільністю переробки. Визначення кількості накопичених відходів, а також їх річний приріст. Визначення теоретичних аспектів переробки золошлакової сировини, узагальнення досвіду та відомих методів переробки.

2. Встановлення речовинного, хімічного, гранулометричного та фракційного складу золошлакових відходів. Вивчення кінетики флотації, витрати флотаційних реагентів, порівняння ефективності збагачення золошлакових відходів на флотаційних машинах механічного та ежекторного типу. Вивчення факторів, що впливають на зольність вугільного концентрату під час флотації. Створення математичної моделі, яка може бути використана для прогнозування показників збагачення при флотації, покращення процесу вилучення вугільних частинок за рахунок визначення коефіцієнтів регресії та ступеня їх впливу на кінцеву функцію зольності концентрату.

3. Вивчення механізму взаємодії частинки вугілля з бульбашкою повітря, визначення ймовірності закріплення частинок на поверхні повітряних бульбашок. Визначення оптимального співвідношення повітряної та твердої фаз при флотації.

4. Дослідження поверхні вугільних частинок вилучених із золошлакових відходів. Вивчення поверхні вугільних частинок на наявність виступів та впадин. На підставі отриманих даних розробити математичну модель визначення

кількості реагенту-збирача достатнього для вилучення вугільних частинок із золошлакової сировини методом флотації.

5. Розробка технологічної схеми з переробки золошлакових відходів теплоелектростанцій на підставі отриманих теоретичних та практичних результатів дослідження. Розрахунок якісно-кількісної та водно-шламової схеми, підбір обладнання, розрахунок економічних показників технологічної схеми.

Ідея роботи – полягає у визначенні показників розділення за рахунок величини розкриття вугільної фракції та сепараційних характеристик при збагаченні, у знаходженні взаємозв'язку між величиною зольності вугільного концентрату та параметрами, що впливають на неї при флотації, визначенні зв'язку між витратою реагенту-збирача необхідного для покриття поверхні вугільної частинки і функцією нерівності поверхні цієї частинки.

Об'єкт дослідження – флотаційні процеси збагачення під час переробки техногенних родовищ золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій.

Предмет дослідження – технологічні параметри, які вносять істотний вплив на процес вилучення паливної маси із золошлакових відходів вугільних теплових електростанцій під час флотації, поверхня вугільних частинок.

Методи дослідження. Під час проведення досліджень були використані такі методи: гранулометричний, хімічний і метод прожарювання – визначення вуглевмісту в класах крупності, вмісту хімічних елементів; мікроскопічний – для оцінки речовинного складу та зовнішніх ознак відмінності складових золошлакових відходів; фракційний – визначення концентрації частинок золошлакових відходів за густиною; дробної флотації – вивчення кінетики процесу вилучення вугільних частинок; математичної статистики – визначення ступеня впливу факторів на зольність вугільного концентрату при флотації, вивчення закономірностей зміни поверхні вугільних частинок та визначення об'єму порожнеч (виступи та впадини); методика аналітичного розрахунку технологічних показників збагачення – для обчислення показників розкриття цінного мінералу за допомогою статистичних співвідношень між крупністю

вкраплення, зольністю та функцією розподілу частинок за крупністю; лабораторний та напівпромисловий – для підтвердження розробленої технологічної схеми та її ефективності .

Наукова новизна одержаних результатів:

– вперше визначено ступінь впливу факторів, таких як тиск пульпи P (МПа) у трубопроводі живлення, витрата реагенту-збирача $q_{зб}$ (Г/т), витрата піноутворювача q_n (Г/т), час флотації t_f (с) на кінцеву зольність вугільного концентрату при використанні флотаційної машини ежекторного типу.

– вперше розроблено математичну модель, яка дозволяє прогнозувати показники флотації золи виносу та на підставі якої розроблена технологічна схема переробки золошлакових відходів;

– вперше розроблено математичну модель, яка дає змогу теоретично визначити оптимальну кількість реагенту-збирача, необхідного для флотаційного процесу.

Обґрунтованість та достовірність наукових положень, висновків та рекомендацій підтверджується аналізом відповідних літературних джерел, сформульованими завданнями дослідження, представницькою кількістю статистичних даних, регресійною моделлю процесу флотації при якій коефіцієнт детермінації склав $R^2=98,3\%$, збіжністю отриманих математичних моделей прогнозування показників збагачення та визначення оптимального дозування реагенту-збирача або поверхнево-активної речовини з отриманими експериментальними даними, отриманими результатами лабораторних та напівпромислових випробувань.

Наукове значення роботи полягає у встановленні аналітичних залежностей для визначення показників розкриття вугільних включень у золошлакових відходах теплоелектростанцій що дозволяє визначити фракційний склад проби та знаючи сепараційні характеристики розділових блоків розрахувати показники збагачення, у визначенні закономірності зміни поверхні вугільних частинок та складанні аналітичних співвідношень за допомогою яких оцінюється вміст порожнеч (виступав та впадин) та їх відношення до об'єму частинки що у

кінцевому підсумку дозволяє визначити кількість реагенту-збирача необхідного для вилучення паливної маси методом флотації.

Практичне значення одержаних результатів:

1. Отримано регресійну модель процесу флотації на ежекторній флотаційній машині, яка дозволяє прогнозувати кінцеві показники функції відгуку, в даному випадку зольність вугільного концентрату.

2. Отримано математичну модель яка дає змогу прогнозувати показники флотаційного збагачення золи виносу теплових електростанцій, яка заснована на визначенні показників розкриття вугільної фракції у золошлакових відходах за умови, що попередньо визначаються сепараційні характеристики з'єднань розділових апаратів, що включають кілька перечисток збагаченого продукту – пінного продукту.

3. Отримано математичну модель яка дозволяє розрахувати оптимальну кількість реагенту-збирача, який потрібний для ефективного вилучення вугільних частинок методом флотації із золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій.

4. Розроблено технологічну схему, яка дозволяє отримати вугільний концентрат із зольністю 21,80% та виходом 25,75% при вилученні паливної маси 93,67%, зольність мінеральної частини золи склала 98,10% та виходом 71,14%, розроблена технологічна схема підтвердила свою ефективність під час проведення напівпромислових випробувань.

Особистий внесок автора полягає в тому, що дисертаційна робота є завершеним самостійним дослідженням, автор провів аналіз літератури з обраної тематики. Сформулював мету та завдання дослідження. Провів теоретичні та лабораторні дослідження, зібрав статистичні дані, зробив їх обробку та застосував отримані дані на практиці, внаслідок чого зміг розробити технологічну схему для вилучення паливної маси із золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій. Автор опублікував ряд робіт у співавторстві, що є вкладом у розвиток технологій поводження з промисловими відходами, дані матеріали наведені у списку робіт з теми дисертації.

Упровадження результатів роботи. Результати дисертаційної роботи були використані компанією ТОВ «ІНЖИНІРИНГОВА КОМПАНІЯ «ПЕРСПЕКТИВА» для проектування та будівництва технологічної лінії з переробки золошлакових відходів вугільних теплових електростанцій.

Апробація результатів дисертації. Основні наукові результати доповідалися та схвалені на наступних наукових конференціях: XIII Міжнародна науково-технічна конференція студентів, аспірантів та молодих вчених «Наукова весна 2023» (м. Дніпро, 1-3 березня, 2023р.); 6th International scientific and practical conference «Scientific Community: Interdisciplinary Research» (Hamburg, Germany, July 6-8, 2023); V Міжнародна наукова конференція «Традиційні та інноваційні підходи до наукових досліджень» (Тернопіль, 7 липня, 2023); IV Міжнародна наукова конференція «Міжгалузеві диспути: динаміка та розвиток сучасних наукових досліджень» (м. Хмельницький, 21 липня, 2023); International scientific-technical conference «MININGMETALTECH 2023 – the mining and metals sector: integration of business, technology and education» (29-30 November, 2023, Riga, the Republic of Latvia).

Публікації. Основні результати дисертаційної роботи опубліковано у 8 наукових працях, у тому числі 1 стаття у спеціалізованих виданнях, що входять до переліку МОН України, 2 статті у виданнях, що індексуються у наукометричній базі даних Scopus, 5 публікацій у матеріалах міжнародних конференцій.

Структура та обсяг роботи. Дисертація складається зі вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаної літератури (135 найменувань на 14 сторінках), 5-ти додатків на 21 сторінці. Загальний обсяг основного тексту дисертації – 160 сторінок, у тому числі 49 рисунків, 34 таблиць.

Автор висловлює свою вдячність та глибоку подяку науковому керівнику дисертаційної роботи доктору технічних наук, професору Младецькому І.К. за цінні поради під час планування та проведення дослідження, підтримку та консультації. Одна книга, одна порада – все що потрібно.

Автор висловлює щирю подяку кандидату технічних наук, доценту Березняку О.О. за те, що він мене навчив, коли я був ще студентом, правильно розуміти сенс наукових досліджень процесів збагачення корисних копалин.

Автор висловлює глибоку подяку кандидату технічних наук, доценту Левченку К.А. за допомогу та підтримку впродовж усієї роботи.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ ВИРОБНИЦТВА І КІЛЬКОСТІ НАКОПИЧЕНИХ ЗОЛОШЛАКОВИХ ВІДХОДІВ ТЕПЛОВИХ ЕЛЕКТРОСТАНЦІЙ В УКРАЇНІ І ПОРІВНЯННЯ МЕТОДІВ ЇХ ПЕРЕРОБКИ

1.1 Актуальність переробки ЗШВ в Україні

Одним із головних джерел енергії в Україні поки що залишається вугілля, а це означає, що золошлакові відходи (ЗШВ) продовжують накопичуватися. Згідно з European Business Association (ЕВА), у 2019 році на частку вугілля, яке використовується в Україні як енергоресурс, припадало до 30% від загальної кількості енергетичних ресурсів країни. Політикою розвитку енергетичної незалежності України є перехід до без вугільних технологій генерації електроенергії. Так, до 2050 року передбачено повне припинення використання твердого викопного палива для виробництва електроенергії. У той же час, ще мінімум 20 років необхідно виробляти електроенергію за допомогою вугільних теплових електростанцій (ТЕС). Якщо розглянути частку теплової генерації з використанням вугілля в енергетичній системі країни то вона становить 25 %, дані представлені на графіці рис. 1.1 [1].



Рисунок. 1.1 – Виробництво електроенергії в Україні
(дані за 2021 рік) [1]

У процесі роботи ТЕС утворюються ЗШВ. За даними ЕВА на території України накопичено понад 360 млн т відходів теплової генерації електроенергії і до 2035 року обсяг цих відходів становитиме понад 415 млн т. Працюючі ТЕС, їх в Україні 15, дають річний приріст 6-7 млн т відходів табл. 1.1 [2].

Таблиця 1.1 – Обсяги виробництва ЗШВ на ТЕС і ТЕЦ в Україні [2]

| № з/п | Назва електростанції | Утворення, тис. т. на рік | Накопичення на кінець 2019 р., тис. т |
|-------|----------------------|---------------------------|---------------------------------------|
| 1 | Дарницька ТЕЦ | 137,0 | н/д |
| 2 | Добротвірська ТЕС | 228,0 | 11 913,0 |
| 3 | Трипільська ТЕС | 332,0 | н/д |
| 4 | Черкаська ТЕЦ | 117,0 | н/д |
| 5 | Бурштинська ТЕС | 1020,0 | 39 493,0 |
| 6 | Ладизинська ТЕС | 418,0 | 28 968,0 |
| 7 | Чернігівська ТЕЦ | 121,0 | н/д |
| 8 | Придніпровська ТЕС | 187,0 | 45 672,0 |
| 9 | Зміївська ТЕС | 413,0 | н/д |
| 10 | Слов'янська ТЕС | 463,0 | н/д |
| 11 | Курахівська ТЕС | 1142,0 | 16 519,0 |
| 12 | Криворізька ТЕС | 156,0 | 50 213,0 |
| 13 | Запорізька ТЕС | 564,0 | 30 071,0 |
| 14 | Луганська ТЕС | 140,0 | 8 128,0 |
| 15 | Вуглегірська ТЕС | 656,0 | н/д |

*н/д – немає даних

Загальновідомі факти у тому, що зберігання цих відходів потребує значних площ земель, придатних для сільськогосподарської діяльності. Також ЗШВ є складною полімінеральною сировиною, яка включає важкі метали, які згубно впливають на навколишнє середовище і людину, а при теплій вітряній погоді

дрібнодисперсний пил цих відходів піднімається в повітря і розноситься на десятки кілометрів. Ці факти підштовхують до того що ці відходи необхідно переробляти, перенести дані відходи в категорію корисної сировини для людини. І справді, обсяг переробки ЗШВ ТЕС в Україні становить не більше 10%. Основні напрямки використання ЗШВ в Україні: виробництво цементних сумішей, бетон та бетонні блоки, сухі будівельні суміші. Повністю відсутній напрям використання ЗШВ у дорожньому будівництві. Шляхи використання ЗШВ в Україні показано на рис. 1.2 [2]. Напрями утилізації ЗШВ у країнах Європейського Союзу такі: добавка до бетону, виробництво цементу, наповнювачі у дорожньому будівництві. Дані показані на рис. 1.3 [2].

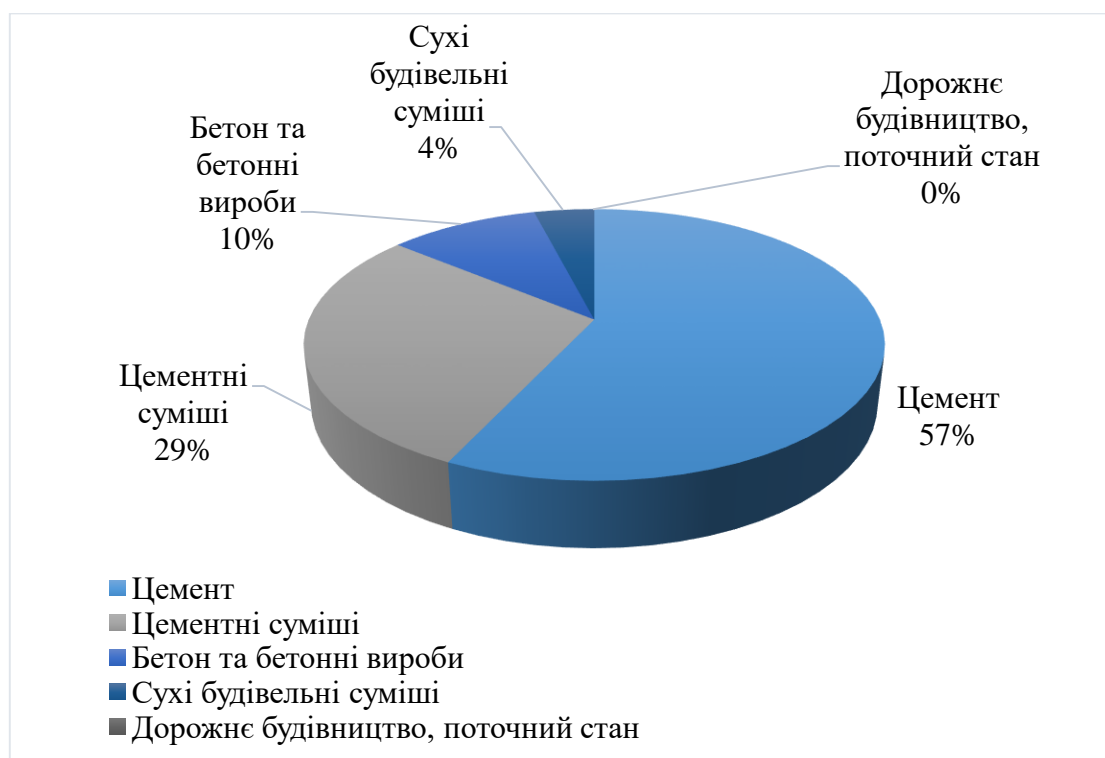


Рисунок 1.2 – Напрями використання ЗШВ в Україні [2]

Ці темпи переробки відходів ТЕС не можна порівняти з темпами західних країн, у яких обсяг переробки становить у середньому 50%, якщо взяти окремі країни такі як Данія, Італія, Нідерланди, Чехія, то обсяг утилізації відходів теплової генерації становить 100%. Переробка ЗШВ є перспективним напрямом з огляду на досвід використання цих відходів у західних країнах Європи.

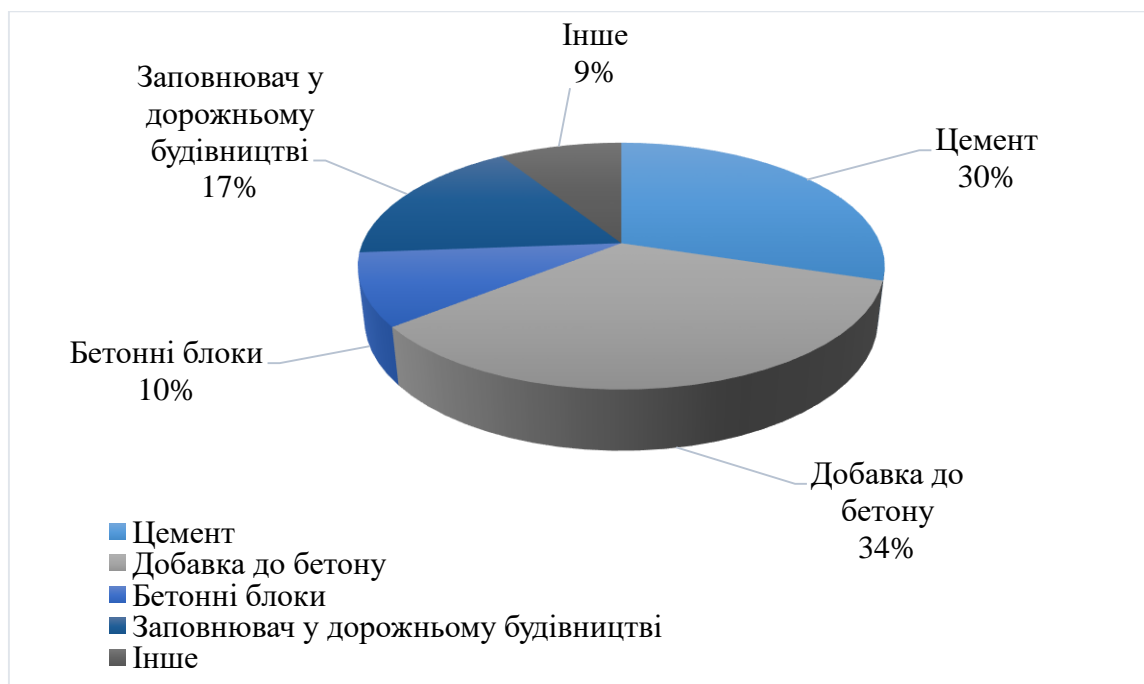


Рисунок 1.3 – Напрями використання ЗШВ в ЄС [2]

1.2 Загальна характеристика ЗШВ

В Україні існує два види теплових електростанцій – це ТЕС та ТЕЦ. Теплоелектростанція (ТЕС) призначена для виробництва електроенергії шляхом спалювання палива (наприклад, вугілля, газ). Теплоелектроцентральною (ТЕЦ) призначена для генерації електроенергії шляхом спалювання палива та попутного виробництва тепла для споживачів. Нагріту воду за допомогою насосів подають до житла споживачів для обігріву. Розглянемо схему роботи ТЕС та шлях утворення ЗШВ. Схема роботи ТЕС представлена рис. 1.4. ТЕС працює в такий спосіб, вугільний концентрат надходить з вуглезбагачувальної фабрики який потім піддають подрібненню в кульових млинах. У сучасні котли подрібнене вугілля подається крупністю не менше 20 мкм, також для худих і антрацитових марок вугілля верхня межа крупності вугільних частинок становить не більше 250 мкм. Чим більш однорідне паливо по крупності, тим ефективніше відбувається вигорання палива. Як відомо ТЕС та ТЕЦ застосовують пиловугільне спалювання при температурі до 1600 °С. Подрібнене

паливо крупністю менше 250 мкм надходить у вигляді повітряної суміші у форсунку котла, вугільно-повітряна суміш підпалюється та починається інтенсивне горіння з виділенням великої кількості тепла. Для стабілізації горіння можуть додавати до палива мазут в кількості до 2%. При вигоранні органічної частини палива утворюється порошкоподібна зола (зола винесення) розмір частинок якої становить від декількох мікрон до 150 мкм, вона виноситься димовими газами з котла і уловлюється в золоуловлювачі. Крім золи винесення внаслідок високих температур мінеральна частина вугільного палива оплавляється і утворює сплавлені частини породи, які називаються шлаком, з характерним переважно чорним кольором. Шлак збирається на колосниках топки, охолоджується і змивається потоком води в молоткові дробарки, після дроблення шлак прямує системою гідротранспорту у відвал [3,4].

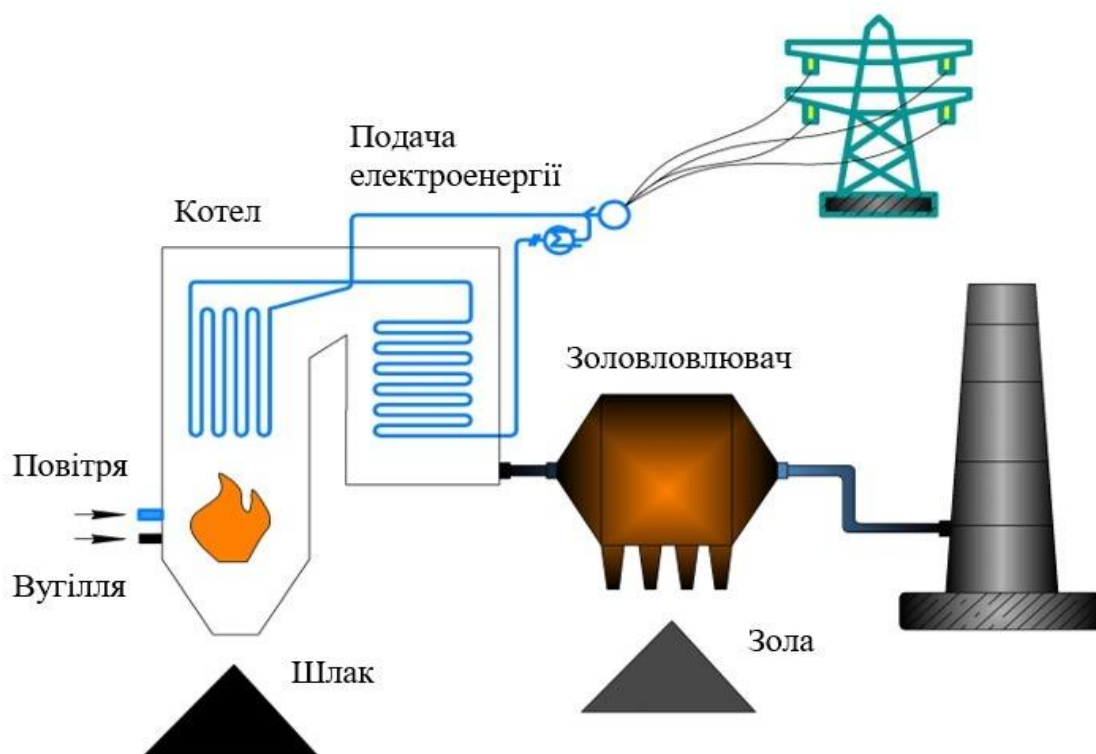


Рисунок 1.4 –Принципова схема роботи вугільної ТЕС [3]

У процесі горіння вугільного пилу в топці котла деяка кількість частинок палива не загоряється, це пов'язано з тим, що процес горіння є не ідеальним, при подрібненні не відбувається повного розкриття включень паливної маси, також з кожним роком все більше використовуються малокалорійні та високозольні

марки вугілля, і тому частина палива не догоряє або зовсім не загорається. Незгорілі частинки палива (або механічний недопал) разом із золою винесення скидається в накопичувачі відходів. Залежно від марки вугілля та його складу у кількісному співвідношенні механічний недопал може становити від 3-5% до 10-20% від загальної маси відходів. [5]

Виймаючи механічний недопал із ЗШВ ТЕС, ми можемо звільнити частину площі родючого ґрунту яку займають ці відходи, а також використовувати отриманий вугільний концентрат як вторинне паливо для ТЕС, що значно збільшить економію енергоресурсів країни. Мінеральну частину ЗШВ необхідно використовувати у двох напрямках будівельної та дорожньої індустрії. Але все ж вивчивши детально речовинний і мінеральний склад відходів вугільних ТЕС дозволить визначити найкращий, на думку автора, шлях утилізації ЗШВ, для цього розглянемо процес їх утворення.

1.3 Утворення ЗШВ та відмінності у їх складуванні в накопичувачі відходів ТЕС

Вугільні ТЕС та ТЕЦ в Україні незалежно від марки вугілля, що надходить, технічних параметрів подрібнення, необхідно класифікувати за способом видалення ЗШВ:

1. Сухий спосіб видалення золи винесення. Зола винесення, що утворилася, уловлюється за допомогою циклонів, електрофільтрів, рукавних фільтрів. Суха зола зберігається у герметичних силосах. Шлаки, що утворилися, проходять процес охолодження, дроблення і транспортування у відвал.

2. Роздільне видалення золи винесення та шлаку. Цей спосіб передбачає мокре уловлювання золи винесення за допомогою знепилюючих апаратів (скрубера, трубки Вентурі та інші). Зола винесення контактує з краплями води, осідає під дією гравітаційних сил і транспортується у вигляді пульпи в накопичувач (для золи). Розплавлена мінеральна частина твердого палива, тобто

шлаки, направляються в окремий накопичувач (для шлаку). Зола винесення та шлак зберігаються у різних накопичувачах.

3. Спільне видалення золи винесення та паливних шлаків. Зола винесення уловлюється мокрим способом і у вигляді пульпи надходить у накопичувач відходів, в який також скидається подрібнений шлак. Утворюється суміш золи та шлаку, яка і називається золошлаковими відходами (ЗШВ).

Головною проблемою ТЕС є низький ККД генерації електроенергії і становить у середньому від 35 до 40%. Подрібнені частинки твердого палива подаються в топку для спалювання, так як процес горіння вугільних частинок залежить від безлічі технічних параметрів котла, хімічного та мінерального складу палива, то всі частинки не можуть повністю вигорати, і тому частинки вугілля які не згоріли називаються механічним недопалом. Для антрацитового вугілля показник кількості механічного недопалу складає до 20%, а для худих 6-10%.

Даний механічний недопал доцільно було б вилучати, оскільки, по-перше, отриманий вугільний концентрат можна використовувати для повторного спалювання на вугільних ТЕС або ж виробляти тверде побутове паливо для населення, тим самим ми скоротимо навантаження на вугільну галузь. По-друге, після вилучення вугільних частинок, ЗШВ можна розглядати як цінну сировину для будівельної та дорожньої індустрії. Використовуючи цю модель переробки можна скоротити площі, які займають відходи ТЕС і ТЕЦ, а також покращити екологічну обстановку регіонів, де знаходяться дані накопичувачі. Перш ніж розглянути питання щодо способу вилучення паливної маси із ЗШВ необхідно розуміти загальні тенденції та перспективи переробки цих відходів, речовинний склад, основні відмінності, тому розглянемо низку робіт, присвячених переробці даного типу відходів.

1.4 Способи утилізації ЗШВ та виділення з них цінних компонентів

В залежності від способу видалення ЗШВ на ТЕС і ТЕЦ, перспективними з точки вилучення корисних компонентів є два варіанти:

1. Роздільне видалення золи винесення та паливних шлаків;
2. Спільне видалення золи винесення та паливних шлаків.

Це пов'язано з тим, що зола винесення, що уловлюється мокрим способом, складається в накопичувачі відходів окремо або разом зі шлаком і не знаходить жодного застосування в промисловості. Суха зола винесення, яка уловлюється відповідним обладнанням переважно добре реалізується, користується підвищеним попитом на ринку. Тому розглядаємо відходи, які накопичуються.

До корисних компонентів ЗШВ можна віднести: механічний недопал (вугілля), який можна повертати на ТЕС для повторного спалювання, мінеральна частина золи яку можна застосовувати в будівельній та дорожній індустрії.

Раніше було зроблено багато публікацій щодо вивчення хімічного, мінерального, а також фазового складу ЗШВ ТЕС. Розробкою технології переробки відходів ТЕС займалися вчені: Єгоров. П.А., Мнушкін І.І., Нетяга О.Б., Темченко О.І. при Дніпропетровському гірничому інституті (зараз НТУ "Дніпровська політехніка"). Основна концепція переробки ЗШВ представлена на рис.1.5 [6].

Необхідно розглянути основні шляхи переробки відходів ТЕС, визначити найбільш перспективний напрямок, вивчити позитивні сторони та існуючі недоліки та зрештою сформулювати завдання та цілі цього дослідження.



Рисунок 1.5 – Перспективні напрямки переробки зольних відходів ТЕС [6]

1.4.1 Можливості вилучення кольорових та рідкісноземельні металів

Нині у світі зростає потреба у кольорових і рідкісноземельних металах, щорічно потреба у цій сировині збільшується на 2,5 – 3%. Освоювати нові родовища є дорогим процесом, тому вилучення цих металів з техногенних родовищ є раціональним способом користування надрами з усіма позитивними наслідками, що впливають.

В роботі [7] говориться, що рідкісні метали такі як Sc, Ga видобуваються попутно з іншими металами Zn, Al, Pb, освоєння родовищ є дорогим і тривалим процесом, перспективним рішенням можуть стати ЗШВ, їх можна розглядати як альтернативне джерело рідкісних металів. Тим більше можна припустити, що собівартість вилучення цінних компонентів буде набагато меншою, внаслідок

знаходження мінеральної сировини вже на поверхні землі. Основними методами для вилучення рідкісних та кольорових металів із ЗШВ є термохлорування та вилуговування. У промислових масштабах з відходів вуглезабагачення та ЗШВ вилучають поки що лише Ge та Au. Порівняння вмісту металів у руді та ЗШВ представлено в табл. 1.2 [7].

Таблиця 1.2 – Вміст металів у рудах та ЗШВ ТЕС [7]

| Елемент | Середній вміст елементів у рудах, г/т | Орієнтовний мінімальний вміст у ЗШВ, г/т |
|---------|--|--|
| 1 | 2 | 3 |
| Be | BeO: 100-320 і більше | BeO: 100, Be - 36 |
| Sc | 72,65 (у бокситах) | 73 |
| V | V ₂ O ₅ : 400-1200 (у бокситах) | V ₂ O ₅ : 400 |
| Ga | 19,08-53,78 (нефелінові, апатит-нефелінові руди, боксити) | 19,08-54 |
| Zr | ZrO ₂ : 900 (пірохлорові) | ZrO ₂ : 900 |
| Nb | Nb ₂ O ₅ : 100-3700 | Nb ₂ O ₅ : 100 |
| Mo | 100 – штокверкові руди з попутним молібденом | 100 |
| Ag | Комплексні срібло-вмісні; мідно-молібденовий тип – 0,2; вольфрамовий – 1,0; молібденовий – 2,9; пісковики та сланці – 10 | 0,2 |
| W | WO ₃ : мінералізовані зони із попутним вольфрамом – 550 | WO ₃ - 94 г/м ³ W - 35 (75 г/м ³) |
| | WO ₃ : мінералізовані зони із попутним вольфрамом - 550 | WO ₃ - 550; W - 440 |
| U | У розсіпних родовищах 93,65 г/м ³ | 40 |

| 1 | 2 | 3 |
|----|--|--|
| Cs | Cs ₂ O: апатит-нефелінові – 0,98; слюдитові та кварц-плагіоклазові жили – 386,36; середнє значення за різними типами руд – 22,58 | Cs ₂ O: 2,5-22,6 |
| Au | У розсипних родовищах для відкритої розробки 0,7 г/м ³ | 0,12 |
| Pt | Платино-золотоносні розсипи – 0,029 г/м ³ ; золотоносні із вмістом платини – 0,008 г/м ³ | 0,004-0,014 (0,008-0,029 г/м ³) |
| Ti | У ільменіт-титаномагнетитових та розсипних 3600-383000 [8] | 7000-9000 |

В роботі [8] авторами досліджувалося питання вилучення рідкісних та рідкісноземельних елементів із ЗШВ. Хімічний склад відходів ТЕС залежить від складу геологічних ґрунтів родовища вугілля, який застосовується для спалювання. Після спалювання вугілля на ТЕС усі неорганічні сполуки переходять у зольну частину, тому ЗШВ стають техногенним родовищем рідкісних та рідкісноземельних елементів. Хімічний аналіз золи винесення показав наявність таких сполук: SiO₂ – 63,5%, TiO₂ – 0,64%; Al₂O₃ – 23,5%; Fe₂O₃ – 3,3%; MnO – 0,018; CaO – 5,3 %; MgO – 0,86; Na₂O – 0,97%; K₂O – 1,1; P₂O₅ – 0,29%; BaO – 0,28 %. Екстракційний аналіз золи ТЕС показав наявність наступних хімічних елементів: Sr – 1,1 · 10⁻¹%; Zr – 2,3 · 10⁻⁴%; Nb – 7,0 · 10⁻⁴%; Ga – 9,0 · 10⁻⁴%; Y – 1,4 · 10⁻³%; Mo – 8,7 · 10⁻⁴%; Au – 1,2 · 10⁻⁴%; Ag –; Eu – 6,8 · 10⁻⁵%; La – 1,9 · 10⁻³%; Pr – 7,0 · 10⁻⁴%; Nd – 1,5 · 10⁻⁴%; V – 5,3 · 10⁻³%. Отримані результати свідчать, що ЗШВ можуть бути перспективним джерелом рідкісних і рідкісноземельних елементів. Застосовувалися два методи дослідження. Перший це метод розчинення і послідовного осадження іонів з розчину з допомогою азотної кислоти. Була відібрана проба золи (зола, утворена з вугілля марки "Д" і "Г") масою 1000 грам, додавався розчин азотної кислоти. Після закінчення одного дня отриманий розчин був профільтрований, на вигляд розчин був

прозорий помаранчевий. До цього розчину додавали розчин аміаку для осадження гідроксидів заліза та алюмінію. Далі до осаду був доданий розчин азотної кислоти, після чого був доданий розчин, що містить 16 г щавлевої кислоти. Після реакції з розчином аміаку (20,5 %) при (рН) 8,0 утворився білий осад масою 5,494 г. Хімічний склад отриманого осаду представлений у табл. 1.3 [8].

Таблиця 1.3 – Хімічний склад концентрату, отриманого методом вилуговування [8]

| Елементарний компонент зразка | Масова частка, % |
|-------------------------------|------------------|
| Ca | 33,12 |
| Al | 14,13 |
| Ce | 0,43 |
| Sr | 0,43 |
| Si | 0,41 |
| Fe | 0,40 |
| La | 0,20 |
| Zn | 0,19 |
| Mn | 0,16 |
| S | 0,13 |
| X (баланс) | 50,40 |

Другим був метод іонної флотації, до проби золи винесення масою 500 г було додано 2000 мл води, 52 мл 2-етилгексанолу і 2,014 г натрію додецилсульфату (як реагент спінювач). Після закінчення 60 хв було проведено процес флотоекстракції. Хімічний склад флотаційної піни представлений у табл. 1.4 [8].

Таблиця 1.4 – Хімічний склад концентрату, отриманого методом іонної флотації [8]

| Хімічний елемент | Вміст, % |
|------------------|---------------------|
| Sr | $8,0 \cdot 10^{-2}$ |
| Zr | $2,5 \cdot 10^{-3}$ |
| Nb | $3,4 \cdot 10^{-3}$ |
| Ga | $5,0 \cdot 10^{-4}$ |
| Y | $2,0 \cdot 10^{-3}$ |
| Mo | $1,7 \cdot 10^{-3}$ |
| Au | - |
| Ag | - |
| Eu | $2,0 \cdot 10^{-3}$ |
| La | $8,0 \cdot 10^{-3}$ |
| Pr | $3,0 \cdot 10^{-3}$ |
| Nd | $5,0 \cdot 10^{-3}$ |
| V | $1,5 \cdot 10^{-2}$ |

В результаті цього дослідження було отримано 2 концентрати, в яких вміст рідкісноземельних елементів перевищує в 10-100 разів у порівнянні з вихідним вмістом у ЗШВ. У промислових масштабах дана технологія потребує додаткової розробки, метою якої має бути підвищення концентрації рідкісноземельних елементів в отриманих концентратах. Тому з цього боку питання утилізації ЗШВ залишається відкритим, що потребує додаткового доопрацювання.

В роботі [9] досліджувалося питання інтенсифікації процесів вилуговування рідкісноземельних металів із ЗШВ за допомогою електромагнітного мікрохвильового випромінювання. Процес інтенсифікації поділяється на два етапи. Перший – ЗШВ дезінтегруються за допомогою імпульсів електромагнітного мікрохвильового випромінювання. Автор свідчить про властивості окремих речовин поглинати різну кількість енергії. ЗШВ в

основному складається з оксидів кремнію, заліза та алюмінію та інших включень. Найбільш активно поглинають енергію електромагнітних хвиль Fe_3O_4 і Fe_2S . Автор посилається на експерименти, в яких встановлено, що вплив мікрохвильового випромінювання дозволяє отримати найбільш глибоку дезінтеграцію мінеральної сировини при мінімальних витратах енергії. Другий етап - подрібнений матеріал змішується з азотною або сірчаною кислотами для вилуговування. При цьому на процес вилуговування впливатимуть безперервні електромагнітні мікрохвилі з певною частотою. Через деякий період одержаний розчин повинен бути відфільтрований від твердих частинок. Далі відбувається виділення цінних компонентів за допомогою електролізу. Підсумовуючи вищевикладене, неможливо будувати висновки про ефективність цієї технології оскільки авторами роботи не наводяться якісно-кількісні результати лабораторних випробувань.

Досліджувалося питання вилучення ванадію та алюмінію з відходів ТЕС. Складена технологічна схема включала механічне збагачення сировини з подальшою гідрометалургійною переробкою. Для вилучення ванадієвмісного продукту відходи змішували з кухонною сіллю, цю суміш піддали спіканню та подрібненню. Вилуговування проводили за допомогою сірчаної кислоти. Отриманий розчин містив V_2O_5 до 33 г/дм³. Для отримання алюмінієвого продукту здійснили змішування шлаку і вапняку, далі провели спікання і подрібнення. Вилуговування проводили розчином соди. Вилучення алюмінію становило до 50% [10].

Технологія вилуговування є дуже перспективною, оскільки дозволяє отримувати цінні хімічні сполуки, які знаходяться у малих кількостях у початковій сировині. Проаналізувавши проведені випробування можна зробити висновок, що в промислових об'ємах із ЗШВ ТЕС вилучають тільки Au (золото). Глобальне питання щодо звільнення земель, що займаються відходами, не вирішується, і в цілому використання токсичних хімічних реагентів дуже небезпечно для екології навколишнього середовища.

1.4.2 Можливості вилучення паливної маси

Після згоряння подрібненого твердого палива в котлах ТЕС утворюється зола і шлак і залежно від способу видалення цих продуктів, що застосовується, вони можуть складуватися як окремо, так і разом у так званих накопичувачах відходів. Процес спалювання твердого палива є не ідеальним, тому ми спостерігаємо в ЗШВ частинки незгорілого палива (механічний недопал). Залежно від типу вугілля, що спалюється, від типу котлів на ТЕС механічний недопал може становити до 20%.

За даними дослідження [11] кількість золи-винесення, що утворюється, при спалюванні вугілля на ТЕС становить 70 – 85%, шлаку – 10 – 20%, механічного недопалу 5 – 20%. Показано технологію з переробки ЗШВ, в результаті якої можна вилучати механічний недопал за допомогою флотації. Вихід вугільного концентрату становить 9-15% із середньою зольністю 60-66%, теплотворна здатність 6500-6700 ккал. Детальний аналіз лабораторних випробувань не наводиться.

Проводились дослідження [12], де автор ставить завдання щодо максимального вилучення частинок незгорілого палива з відходів ТЕС і доведення мінеральної частини золи до рівня 98% зольності, оскільки така сировина може знайти використання в будівельній індустрії. Початковим матеріалом була зола винесення ТЕС з максимальною крупністю частинок 200 мкм. Було відібрано 3 проби. Проба №1 та №2 (відібрані при поточній роботі ТЕС) містили до 7 % механічного недопалу, а проба №3 (з золовідвалу) більше 20%. Лабораторні випробування проводилися на флотаційній машині колонного типу, по 2-х, 3-х та 4-х стадіальній схемі збагачення, також застосовувалося перечищення камерного продукту. Як реагент-збирач застосовувалося дизельне паливо, для стабілізації піни використовувався спінювач (монтанол 802). Витрата реагентів для проби №1 та №2 склала: збирача до 1600 г/т, спінювача до 360 г/т. Витрата реагентів для проби №3 склала: збирача 3200 г/т для основної флотації, для контрольної 1600 г/т, спінювача до 360 г/т. Густина пульпи 150 г/л,

час контактування 3 хв. Витрата повітря на аерацію 0,5 л/хв. В результаті дослідження отримано камерний продукт із зольністю до 98%. Пінний продукт мав зольність 50-75% при виході 20-40%. Недоліком такої технології є те, що ми отримуємо пінний продукт з низьким вилученням паливної маси (механічний недопал).

Розроблено спосіб [13] вилучення вугільних частинок із систем які містять вугілля методом флотації. Автор застосовує реагент-збирач, що складається зі суміші мазуту та аполярного розчинника (гас, бензин і т.д.), як пригнічувач алюмосилікатів використовується рідке скло з модулем основності 2,2-3. При цьому густина пульпи знаходиться в межах 50-400 г/л, рН пульпи 7,0-10,5. Автор стверджує, що розроблений реагент-збирач забезпечує високу селективність, вилучення вугільних частинок у пінний продукт може бути підвищено на 2-16%. Витрата реагенту-збирача становить 1,5 кг/т, спінювача Т-66 0,15 кг/т. Якісні та кількісні показники початкового матеріалу та вихідних продуктів не наводяться.

Було проведено дослідження [14] із вилучення паливної маси із ЗШВ ТЕС. Випробування проводили на лабораторній флотаційній машині ФМ-1М механічного типу. Об'єм флотаційної камери 1л, густина пульпи 300 г/л. Витрата повітря 10 л/хв, частота обертання імелера флотомащини 2500 об/хв. Витрата збирача (гас) від 5 до 15 кг/т, спінювача (соснова олія) 0,72 кг/т. Час контактування з реагентами: збирач – 5 хв, спінювач – 2 хв. Застосовувалася схема яка включала дві операції флотації: основна та перечистна (для пінного продукту основної флотації). Найкращі результати були отримані при додатковому подрібненні матеріалу з -0,5 + 0 до -0,15 + 0 мм. При подальшій флотації спостерігався суттєвий приріст вилучення вуглецю в концентрат до 15%. Автор пояснює це явище, як утворення нової поверхні при подрібненні та як наслідок реагенти більш ефективно закріплюються на поверхні частинок. Вихід пінного продукту при початковій крупності матеріалу -0,5 + 0 становив 15-22%, після подрібнення вихідного матеріалу до крупності -0,15 + 0 мм вихід становив 31-37%. Зольність отриманих концентратів коливається не більше 66-68%.

В роботі [15] визначено, що найважливішими статистичними факторами, які впливають на флотаційний процес при вилученні паливної маси із ЗШВ ТЕС є витрата збирача та спінювача, та частота обертання імпелера флотомащини. Як збирач використовувався гас, спінювач – реагент АF65. Отримані концентрати характеризувалися вмістом вуглецю, у середньому цей показник був на рівні 20,6-28,8%. Вилучення в концентрат склало 45,7-84,0%.

У джерелі [16] наведено результати дослідів з вивчення кінетики флотації ЗШВ. Вивчаючи речовий, фракційний склад золи, а також розподіл вугільних частинок по крупності, було прийнято рішення використовувати метод флотації як основний метод для вилучення частинок вугілля. Витрата реагентів становила: збирач (гас) – 8 кг/т, спінювача – 1 кг/т. Початковий матеріал містив чистого вуглецю 13,9%. Після флотації отримано вугільний концентрат із середнім вмістом вуглецю 61,4%, застосовуючи перемішувальну операцію можна отримати вугільний концентрат із вмістом вуглецю до 81,4%.

Розроблено спосіб флотаційного збагачення золи винесення ТЕС [17]. Даний спосіб передбачає класифікацію золи винесення по 40 мкм в гідроциклоні при густині пульпи 80 г/т з наступною роздільною флотацією двох класів +40 мкм та -40 мкм відповідно. Реагенти, що використовуються для флотації: реагент-збирач ААР-2 (витрата 1,3-1,8 кг/т), спінювач Т-66 (витрата 0,2-0,3 кг/т). Також ця технологія передбачає флотацію золи винесення без класифікації, при цьому густина пульпи повинна становити 200-350 г/л. Зольність початкового матеріалу становила 77,8%. Якісних показників продуктів сепарації не наводиться.

Вивченню реагентного режиму під час збагачення золи винесення ТЕС присвячено ще одну роботу [18]. Як збирач дослідники застосовують гас, його витрата склала 7,8-11 кг/т, спінювач - соснова олія з витратою 0,33-0,45 кг/т. При збільшенні витрати спінювача більше 0,45 кг/т спостерігалось погіршення якості вугільного концентрату. Висока концентрація спінювача в пульпі викликає інтенсивне піноутворення, що приводить до виносу мінералів породи. Застосовувалася схема з перемішуванням пінного продукту, вміст вуглецю в

концентраті склав 67,5-68,5% (витрата збирача 7,8-11 кг/т). Застосовуючи розроблений збирач, який складався із суміші важкого газойлю та гасу в пропорції (1:1) вдалося зменшити витрату реагенту до показника 6 кг/т.

Для вилучення вугільного концентрату з відходів ТЕС автор роботи [19] використав замість гасу збирач УР-410. Зольність отриманих концентратів становила 10-15%, вилучення концентрат 95%, вміст вуглецю в хвостах до 2%. Витрата реагентів та технологічний режим збагачення не наводиться.

Доопрацювання флотаційної колони в роботі [20] суттєво впливає на показники вилучення частинок пального, що не згоріли в топці ТЕС. Застосовуючи мінералізацію бульбашок повітря в циклонно-статичній трубі, отримані хороші показники збагачення. Вилучення в концентрат у допрацьованій флотаційній колоні склало 89,69%, що на 6,9% більше ніж на флотаційній машині звичайної конструкції.

Відомий спосіб переробки золи ТЕС використовуючи зворотну флотацію [21]. У пінний продукт вилучається алюмосилікатна сировина, в камерному продукті залишається вуглецевмісна частина. Як збирач застосовується жирно-кислотний реагент, флотацію ведуть при рН 10-11,5 при густині пульпи 50-150 г/л. Зворотна флотація для переробки золи винесення ТЕС ефективна, якщо початковий матеріал пройшов термообробку при температурі 1220-1820 °С. Позитивною стороною даного способу є одержуваний вуглецевмісний продукт, який може застосовуватися як сорбент так як на поверхні вугільних частинок відсутній адсорбований реагент. Негативна сторона даного способу полягає у вилученні 60-80% матеріалу по масі в пінний продукт, у практиці флотації завжди прагнуть вилучати в пінний продукт матеріал з меншим вмістом цінного компоненту по масі так як це більш економічно виправдано.

Аналіз публікацій показав, що за допомогою флотації та застосування різних реагентів, флотаційних машин, можна отримувати вугільні концентрати із ЗШВ ТЕС. У більшості випадків вони мають зольність понад 25%. Така висока зольність вугільних концентратів обмежує сферу їх застосування. Тому автор вважає, що флотаційний метод збагачення є перспективним з точки зору

вилучення паливної маси із ЗШВ ТЕС. Також помічено суттєвий розкид у дозуванні флотаційних реагентів, ймовірно витрата реагентів залежить від кількості вугільних частинок у початковій сировині, а можливо навіть від властивостей поверхні частинок вугілля.

1.4.3 Можливості вилучення залізовмісного продукту

ЗШВ характеризуються наявністю ще однієї цінної складової, це залізовмісний продукт. Відомо, що вугілля містить у собі кілька мінералів заліза. Так при спалюванні твердого палива в котлах ТЕС в результаті теплових реакцій відбувається перетворення одних мінералів (наприклад, пірит, сидерит, лимоніт тощо) на інші, наприклад магнетит Fe_3O_4 . Під час горіння розплавлена частина мінералів розпилюється в повітряному середовищі, приймаючи найбільш енергетично вигідну форму, кулясту.

Розмір утворених феромагнітних сфер коливається від 20 до 100 мкм, їх середній вміст у золі складає 16%. Для виділення сфер може застосовуватися суха та мокра магнітна сепарація [22].

Так були проведені лабораторні дослідження [23] на можливість вилучення залізовмісного продукту із ЗШВ методом магнітної сепарації. За результатами рентгенофазового аналізу початкової сировини, залізо переважно представлене у вигляді гематиту (Fe_2O_3) до 1,55% і магнетиту ($Fe_2O_3 \cdot FeO$) до 6,1%. У роботі використовували трубчастий магнітний аналізатор. Початкова проба золи винесення масою 500 г була піддана магнітній сепарації. Магнітна фракція склала 46,14 г із середнім вмістом Fe 47,63 %, немагнітна фракція 453,86 г із середнім вмістом Fe 1,30 %. Таким чином показана можливість вилучення залізовмісного продукту із ЗШВ, із середнім вмістом заліза до 50%.

В роботі [11] досліджено, що залізовмісний концентрат являє собою порошкоподібну масу, темно-сірого кольору із середнім розміром частинок 0,1-0,5 мм. Ці частинки мають кулясту форму. За даними автора вихід магнітної фракції становить від 10 до 20% від маси ЗШВ. Середній вміст Fe_2O_3 у

концентраті коливається від 40 до 46%. Цей концентрат може бути використаний для виплавки чавуну, сталі, виробництва феросиліцію, як сировину в порошковій металургії.

В дослідженні [24] показано можливість вилучення залізовмісного продукту із зольних відходів Криворізької ТЕС. Розроблений багатопродуктовий магнітний сепаратор дозволяє ефективніше вилучати магнітні частинки. Встановлено, що довжина магнітної системи для вилучення слабомагнітних частинок повинна бути 1,5-2,0 рази більше в порівнянні з довжиною магнітної системи для сильномагнітних частинок.

Проводились дослідження щодо вилучення залізовмісного продукту із ЗШВ ТЕС з використанням електромагнітного сепаратора ЕБМ. За результатами визначення речовинного складу відходів, було виявлено, що вміст залізовмісного продукту становить 4,04%. Випробування проводилися за різної напруженості магнітного поля з силою струму 7А і 13А. Отримано виходи магнітного продукту, при силі струму 7А - 2%, при 13А - 4% відповідно. Розробка схеми збагачення дозволить отримувати товарні залізовмісні концентрати [25].

Вилучення залізовмісного продукту із ЗШВ ТЕС є цілком реальним і здійсненним завданням. Застосування магнітної сепарації дозволяє вилучати залізовмісні концентрати, вихід яких коливається від 4 до 16%, а вміст Fe становить до 50%. З одного боку, цей концентрат може застосовуватися для виплавки чавуну або сталі, але з іншого боку безліч ГЗК виробляють концентрати з вмістом Fe не менше 64% і природно металурги більш схильні до використання найбільш якісних концентратів. Враховуючи той факт, що магнетит, який знаходиться в ЗШВ представлений сферами (наведено в Розділі 2), навколо яких утворена алюмосилікатна оболонка і при контакті з водою ці сфери не окислюються, вилучення залізовмісного продукту може виявитися не потрібною операцією.

За наявності заліза в бетоні воно окислюється і розширюється, що призводить до руйнування виробів з бетону, тому наявність алюмосилікатної

оболонки на поверхні магнітних сфер забезпечує захист від їх окислення та в подальшому не приведе до руйнування бетонних виробів [6].

1.5 Використання ЗШВ у будівельній індустрії

В результаті спалювання твердого палива на ТЕС утворюються ЗШВ які є багатотоннажними. У більшості випадків ці відходи не знаходять промислового застосування та накопичуються. Одним із перспективних напрямів утилізації ЗШВ є використання цих відходів у будівельній індустрії. Опубліковано безліч робіт, у яких автори досліджують можливості використання відходів ТЕС у різних галузях промисловості, розглянемо основні.

1.5.1 ЗШВ у складі цементу

Авторами робіт [25,27] розглянуто можливість використання ЗШВ складі цементу. Наявність гідралічних властивостей у ЗШВ говорить про те, що ці відходи можна розглядати як сировину для безклінкерних в'язучих, як добавки до цементів. Наприклад, золи і шлаки можна використовувати при виробництві портландцементу, який додають до 15% ЗШВ, а при виробництві пуцоланового портландцементу і зовсім до 25-40%. Зольні відходи ТЕС характеризуються вмістом активного оксиду кальцію, для цементів при використанні ЗШВ вміст вапна має бути в межах від 10 до 40%. Отримані зольно-цементні суміші характеризуються підвищеними характеристиками міцності.

1.5.2 Виробництво бетонів з використанням ЗШВ

Відходи ТЕС у великих об'ємах можна використовувати для одержання наповнювача легких бетонів. Особливо перспективною є технологія отримання заповнювача (золопориту). Використовується суха зола винесення або зола із накопичувача ТЕС, яка піддається випалу в барабанній печі при температурі

1240 °C. В результаті випалу виходить продукт із густиною до 2700 кг/м³ який можна використовувати у виробництві легких бетонів або застосовувати одержаний продукт для виготовлення багатошарових будівельних панелей [28].

Камерний продукт прямої флотації золи винесення ТЕС знайшов застосування як кремнеземистий компонент під час виробництва пінобетону. Використання мінеральної частини золи винесення у суміші становить до 30%. Міцність пінобетону, що отримується при використанні цієї добавки, становить до 1,2-1,4 МПа, при густині 300-325 кг/м³ [29].

Перспективним напрямком є виробництво зольного гравію із застосуванням безвипалювальної технології. Автор стверджує, що зола ТЕС активно реагує з лужними та лужноземельними елементами при термообробці, і утворює такі сполуки як алюмосилікати, гідросилікати і т.д. Використання силікату натрію як лужний активатор є найбільш доцільним з фінансової сторони. У зв'язку з цим автор провів випробування з отримання гранульованого заповнювача. У кульовому млині проводилося спільне подрібнення золи і силікабрили. В результаті отриманий безвипалюваний зольний гравій густиною 700-750 кг/м³. Випробування з використанням отриманого гравію у легкому бетоні показали, що теплопровідність зольного гравію нижча в 1,5-2 рази порівняно із звичайним керамзитом. Дана технологія дозволяє виключити стадію випалу з підготовки золи [30].

Мінеральна частина золи після флотації може використовуватися як наповнювач при виробництві бетону. До складу суміші входить: цемент, гранітний щебінь, пісок та мінеральна частина золи у кількості 2,0-4,5% від загальної маси суміші. Рухливість бетонної суміші з мінеральною частиною золи вища на 40%, міцність готового виробу на 10% більше порівняно зі стандартним складом бетону [31].

Суміш цементу та золи винесення може використовуватися для виготовлення залізобетонних конструкцій з подальшою обробкою парою. При збільшенні вмісту золи на кожні 10% капілярна міцність бетону зростає на 15%. Були проведені дослідження з вивчення властивостей бетонів та використанням

золи з подальшим процесом пропарювання. Встановлено, що за перший місяць зберігання зразків, пуцоланова реакція протікала повільно, спостерігався слабкий набір міцності. Після трьох місяців, дія золи в бетоні стає суттєвою, спостерігається підвищення міцності в порівнянні зі звичайним зразком бетонної суміші. За стандартних умов твердіння бетон без золи мав міцність 13,3 МПа, водночас із добавкою золи бетон набрав міцність 18,6 МПа. Обробка паром зольного бетону показала істотне збільшення питомого електроопору до 10 разів більше, ніж у звичайного бетону. Зольні бетони, оброблені паром, мають підвищену корозійну стійкість. [32].

При використанні золи понад 50% у будівельних сумішах неможливо отримати якісний бетон. Дослідження показують при значному додаванні золи в бетон відбувається зниження морозостійкості та міцності. Наявність органічних сполук незгорілого палива, які при контакті з водою набухають, перешкоджають зчепленню з в'язучим, також вони можуть утворювати з'єднання, які руйнують в'язучі речовини. Тому постає питання про попереднє очищення золи від органічної складової перед використанням у бетонах. [33].

1.5.3 Використання ЗШВ при виготовленні керамічних виробів

Одним із основних факторів, що стримують архітектурне будівництво, є вартість мінеральної сировини. Використання золи в глинистих сумішах для виробництва кераміки дозволить знизити собівартість виробництва, а також скоротити об'єми накопичених ЗШВ, що сприятливо позначиться на екології навколишнього середовища.

Використовувалася суміш, що складається з попередньо обпаленої золи винесення ТЕС, мікрокремнезему (пил газоочищення феросплавів). Для замішування використовувався водний розчин рідкого скла (модуль 3) з добавкою КЖТО (побічний продукт сульфатно-целюлозного виробництва). Аналіз показав, що використання шихти з відходів промисловості (зола ТЕС та пил газоочищення феросплавів) та водного розчину рідкого скла з КЖТО

дозволяє отримати керамічний матеріал з морозостійкістю до 125 циклів заморожування та відтавання. Витрата золи ТЕС склала 25%, температура випалу 750 °С [34].

Досліджувалося питання виробництва керамічних виробів із використанням ЗШВ ТЕС із попереднім подрібненням. Приготовлену шихту з глини та ЗШВ попередньо висушили, після чого суміш була поміщена в барабанний млин для помелу. Формування суміші проводили з наступними параметрами: вологість суміші до 12%, формувальний тиск 25 МПа, сушіння 24 години та випал при температурі 950 °С. Після проведення фізико-механічних випробувань, було виявлено, що при вмісті золи більше ніж 25% спостерігається суттєве зменшення характеристик міцності. Золи з підвищеним вмістом Al_2O_3 добре реагують з кремнеземом, при випаленні утворюють мулітоподібні сполуки. Чим менше крупність алюмосилікатних частинок, тим вищі характеристики міцності керамічних виробів. Загалом це дослідження підтверджує використання ЗШВ [35].

Проводились випробування з метою вивчення властивостей керамічних виробів залежно від дисперсного стану ЗШВ. Автором раніше було визначено, що добавка золи в шихту для формування керамічних виробів зменшує їх характеристики міцності і оптимальним складом можна вважати вміст золи в суміші до 40-60%. При цьому густина виробу становить 1,5-1,65 т/м³ із міцністю на стиск 22-27 МПа. Вирішили дослідити питання впливу ступеня помелу ЗШВ на результуючі властивості керамічних виробів. ЗШВ подрібнювалися в барабанному млині протягом 24 годин, з відбором проб подрібненого матеріалу кожні 4 години. Ці проби вводилися в шихту в кількості 40-60%. Далі проводилося формування та пресування зразків. Оптимальним варіантом вважається використання меленої золи в кількості до 50% протягом 12 год. Кінцеві характеристики: густина 1,65 т/м³, міцність на стиск 29,8 МПа, марка морозостійкості F50. Автор рекомендує цей матеріал для виготовлення цегли [36].

1.5.4 Виробництво теплоізоляційних матеріалів з використанням ЗШВ

Розглянуто питання отримання теплоізоляційного наповнювача для легких бетонів. Формувалася шихта з використанням золи (Придніпровська ТЕС) від 20 до 100% і від 80 до 0% бою віконного скла. Дані зразки пресувалися у формі таблеток і випалювали при температурах до 1200 °С. Експериментально доведено можливість отримання пористих матеріалів з використанням бою віконного скла та золи ТЕС (з вмістом у суміші до 30 %) при температурі випалу до 900 °С [20].

Показано можливість виготовлення легковагової цегли, густина якої становила 1180-1245 кг/м³, а теплопровідність 0,285 Вт/(м·°С) за загальної міцності цегли більше М100. Як сировина для цегли застосовувалися: глина (відхід при видобутку горючих сланців) не більше 50-70% і зола ТЕС від 30 до 50%. Найкращі результати досягаються при співвідношенні глини та золи 1:1. Отримана цегла має гарні теплоізоляційні властивості. Для порівняння блок із газобетону має середню теплопровідність 0,08-0,14 Вт/(м·°С), а силікатна цегла 0,36-0,42 Вт/(м·°С) [37].

Показано можливість отримання нових теплоізоляційних пористих твердих матеріалів з використанням золи Бурштинської ТЕС. Для виробництва газобетону зазвичай використовуються негашене вапно, цемент, алюмінієва паста та кварцовий пісок. Отримано новий матеріал для виробництва газобетону, в якому можна замінити до 70% цементу золою ТЕС. Для збільшення характеристик міцності і структуроутворення застосовують хімічні сполуки NaCl і Na₂SO₄ [38].

В роботі [39] досліджувався процес отримання адіабатичної піни, у якій також використовувалася зола винесення ТЕС. Для підвищення характеристик міцності використовували силікат натрію і 7,5% золи винесення. Отриманий матеріал з порами від 0,5 до 60 мм, міцністю до 0,44 МПа, щільність 97 кг/м³ а

теплопровідність такого матеріалу 0,0488 Вт/(м·°С). Даний продукт може бути використаний як теплоізоляційний матеріал у будівельній індустрії.

1.5.5 Використання ЗШВ у дорожньому будівництві

У зв'язку із зростаючою інтенсивністю транспортного потоку, виникають підвищені вимоги до облаштування та будівництва нових доріг. Застосування нових сировинних матеріалів дозволить суттєво зменшити матеріально-технічне навантаження на державу.

Так у роботі досліджувалося питання застосування ЗШВ у дорожніх cemento-грунтах з використанням полімерних добавок. Використовувалася суміш із глинистих ґрунтів та золи ТЕС у співвідношенні 2:1, в'язуча добавка (портландцемент) та полімерна добавка. За рахунок полімерних добавок дана суміш отримала підвищену морозостійкість та стійкість до утворення тріщин [40].

Досліджувалися ЗШВ на одній із ТЕС Монголії щодо використання їх у дорожньому будівництві. У зв'язку з тим, що зола ТЕС була кислою, з малим вмістом кальцієвих сполук це викликало поганий контакт золи з ґрунтом. Науковим рішенням стало додавання до бетонних сумішей до складу яких входила зола – вапно, або мелений природний вапняк [41,42].

Використання ЗШВ у комплексі із в'язучим дозволяє заощадити до 50% фінансових ресурсів на облаштування дорожнього полотна. В якості в'язучого виступав портландцемент марки 300 у кількості до 12%. Зразки досліджувалися на характеристики міцності. У результаті було визначено можливість використання золи у дорожньому будівництві. Кількість використаної золи не наводиться [43].

Проаналізувавши вищезгадані публікації очевидно, що ЗШВ є перспективною сировиною для будівельної галузі. Але однією з вимог для використання ЗШВ в дорожньо-будівельній індустрії, є мінімальний вміст механічного недопалу (або втрати при прожарюванні - в.п.п.), оскільки вміст

органічних сполук, наприклад, у бетонах впливає на характеристики міцності кінцевого виробу.

В Україні у 2009 році розроблено документ, який є державним стандартом, який регламентує використання зол сухого відбору у виробництві бетону. Згідно [44] для використання золи винесення при виробництві бетону необхідно щоб вміст втрат при прожарюванні для зол після спалювання антрацитового вугілля не перевищував 10-25%, для зол кам'яного вугілля не більше 15%. У 2013 р. прийнято галузевий нормативний документ [44,45], який регламентує використання ЗШВ у дорожньому будівництві, вміст втрат при прожарюванні для зол після спалювання антрацитового вугілля становить 10-20%, для зол після спалювання кам'яного вугілля 5-10%.

У країнах ЄС, наприклад, Словенії, керуються розробленим документом [46], який регламентує використання золи винесення в бетонах та бетонних конструкціях. Золи поділяються на три категорії із вмістом втрат при прожарюванні 5%, 7% та 9% відповідно.

Загалом тенденція використання ЗШВ зводиться до зменшення вмісту вугільних частинок. Розробка методу ефективного вилучення цих частинок дозволить розширити спектр використання відходів вугільної теплової генерації.

1.6 Використання ЗШВ у сільському господарстві

Перспективним напрямом щодо використання ЗШВ ТЕС є використання цих відходів у сільському господарстві (для поліпшення родючості ґрунтів).

Використання суміші, що складається з технічного вуглецю і золи ТЕС для добрива ґрунтів, показало хороші результати у вигляді збільшення врожайності пшениці та ячменю. Витрата суміші склала 600 кг/га [47].

Також були проведені дослідження щодо внесення золи ТЕС (як меліорант) у ґрунт для покращення агрохімічних властивостей. Згідно з дослідженням, найкращі результати були отримані при внесенні золи до 80 т/га, причому вміст фосфору в ґрунті збільшився на 33-67%, вміст калію на 4-8%, а

пористість ґрунту зросла на 5,6%. Автор рекомендує перед використанням золи ТЕС як меліоранта, досліджувати хімічний склад [48].

Зола за рахунок високої концентрації хімічних елементів здатна підвищувати врожайність сільськогосподарських культур. На думку експертів, однією з причин глобального потепління є використання вапняку у сільському господарстві, при хімічній реакції у ґрунті весь вуглець викидається в атмосферу у вигляді CO_2 . Автор стверджує, що при використанні ЗШВ як меліоранта, викиди CO_2 можуть суттєво скоротитися [49].

Використання ЗШВ ТЕС у сільському господарстві є виправданим згідно з публікаціями, але наявність такої кількості відходів, що вже накопичені, ставить під сумнів використання усіх накопичених відходів ТЕС для удобрення ґрунтів. Цей напрямок можна розглядати як частковий, який може бути включений до загального переліку заходів щодо утилізації.

1.7 Інші шляхи використання продуктів переробки ЗШВ

Використовуючи суміш вугільного недопалу та алюмосилікатних сфер можна отримувати високоефективний сорбент нафтопродуктів. Вугільні частинки адсорбують на своїй поверхні нафтопродукти, а алюмосилікат призначений для регулювання швидкості фільтрування. Так при фільтруванні стічних вод, що містили гас 16,7 мг/л, отримано очищену воду, що містить 0,3 мг/л гасу [50].

Продукти переробки ЗШВ ТЕС можуть знайти застосування, наприклад, як замітник зольно-графітових сумішей при розливанні металу у виливниці. Так застосовуючи суміш вуглецю (вилученого із золи винесення ТЕС методом флотації) у кількості 35-60% та алюмосилікатів (оплавлені сферичні частинки) 40-65% можна отримати теплоізоляційне покриття, яке використовується при розливанні сталі. Витрата цієї суміші становить до 2 кг/т сталі [51].

1.8 Можливі способи вирішення існуючих проблем з переробки відходів ТЕС

Проаналізувавши безліч робіт, які належали до переробки ЗШВ ТЕС, можна виділити основну проблему, пов'язану з утилізацією цих відходів. Наявність механічного недопалу у складі бетонів, будівельних сумішей викликає зниження характеристик міцності кінцевих виробів. Також при флотаційному вилучення вугільних частинок із ЗШВ отримують високозольні концентрати, які малоприсадибні для використання, наприклад в якості вторинного палива для ТЕС. Визначальним напрямком є пошук способів удосконалення методу флотації з перспективою вилучення низькозольних вугільних концентратів та отриманням будівельного матеріалу з мінімальною кількістю органічної складової.

Переробка будь-якої корисної копалини є багатогранним науковим та інженерно-технічним завданням. Необхідно розглянути основні методи збагачення на можливість їх застосування у переробці ЗШВ ТЕС.

Основними методами збагачення корисних копалин є:

1. Гравітаційний – заснований на відмінності у швидкостях руху частинок у водному та повітряному середовищі під дією гравітаційних або відцентрових сил;

2. Магнітний – полягає у розділенні суміші частинок по магнітній сприйнятливості;

3. Електричний – заснований на відмінності в електричній провідності частинок та їх здатності накопичувати заряд;

4. Флотаційний – розділення суміші мінеральних частинок відбувається за рахунок відмінності у фізико-хімічних властивостях поверхні самих частинок.

Проаналізуємо які способи збагачення можуть бути застосовні для переробки золошлакової сировини.

1.8.1 Можливості гравітаційного методу збагачення

Гравітаційні методи збагачення засновані на сепарації мінеральних частинок, які мають відмінності у густині, крупності та формі. Ці характеристики впливають на швидкість руху частинок у рідині та повітрі під дією сил тяжіння або відцентрових що дозволяє відокремлювати цінні мінерали від породи. Гравітаційні методи ефективні при збагаченні часток з різницею в густині більше 200 кг/м^3 , чим більша різниця в густині, тим якісніший концентрат можливо отримати. [52]

Справжня густина вугільного недопалу може становити до 1600 кг/м^3 , густина мінеральної частини становить до 2600 кг/м^3 . При гравітаційному збагаченні варто враховувати не справжню густину, а та що здається, яка враховує наявність пор і пустот у матеріалі. Розмір частинок золи становить від 3-5 до 100-150 мкм. На ТЕС вугілля подрібнюють у барабанних вугільних кульових млинах до 90% класу -74 мкм. Природно припустити, що вугільні частинки недопалу розподілені у всіх класах крупності. А як відомо з джерел з гравітаційних методів збагачення, частинки менше 40 мкм рухаються з потоком води, гравітаційні сили мають мінімальний вплив на ефективність сепарації.

Нерівномірність гранулометричного складу, суттєві відмінності густини частинок, наявність порожніх сфер, зростків все це погіршуватиме якісні показники збагачення. Необхідно домогтися максимальної вибіркості процесу, гравітаційними методами ми можемо отримати лише високозольний концентрат та мінеральну частину з низьким ступенем очищення від органічної складової.

1.8.2 Можливості магнітного методу збагачення

Магнітна сепарація заснована на відмінності магнітної проникності мінеральних частинок, вони по-різному притягуються до магнітів. Так і частинки золи під дію магнітного поля рухатимуться в різних напрямках залежно від

магнітних властивостей як показано на рис. 1.6 варіант *а* – з вилученням частинок; варіант *б* – з утриманням частинок [53].

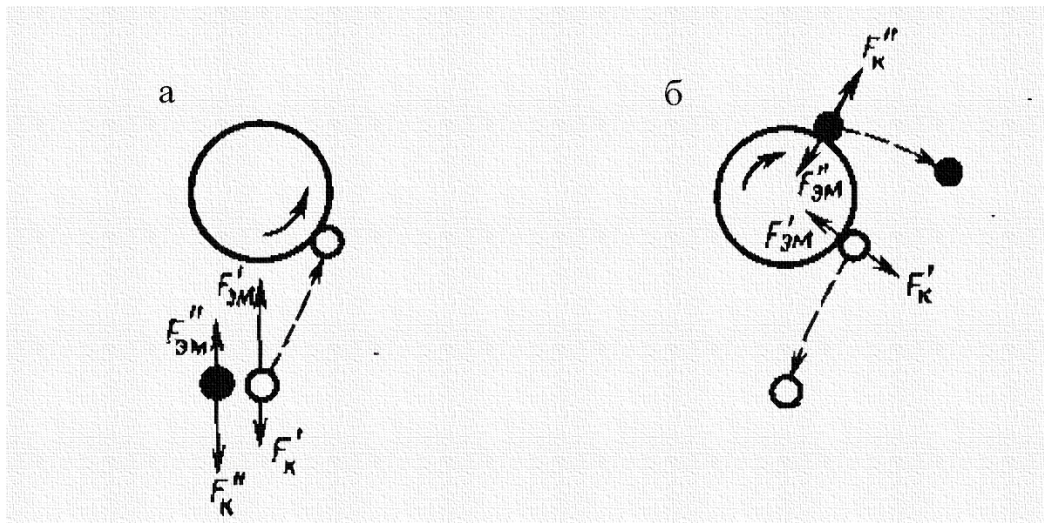


Рисунок 1.6 – Схема руху частинок за різних способів подачі матеріалу при магнітному збагаченні [54]

Частинки золи містять домішки заліза які притягуються до магнітної системи і за допомогою барабана видаляються в приймач магнітної фракції, чисті зерна золи, які не володіють магнітною проникністю, зсипаються з барабана в приймач немагнітної фракції. Цей спосіб збагачення ефективний, коли всі залізовмісні частинки мають магнітні властивості. Проаналізувавши публікації пов'язані із збагаченням золи ТЕС на магнітних сепараторах, можна отримати залізовмісний продукт, вихід якого може становити від 4 до 16% з середнім вмістом заліза до 50% (а в реальних умовах 42-47% Fe). Цей концентрат мало де може бути використаний. Тому застосування способу магнітного збагачення вимагає розробки схем подрібнення і прийомів магнітної сепарації в кілька стадій з проміжними операціями знешламлення.

1.8.3 Можливості електричного методу збагачення

Електрична сепарація заснована на відмінності в електропровідності та електричній проникності мінеральних частинок. Сепарація відбувається переважно на провідники, непровідники та проміжну фракцію. Кожна частинка в тій чи іншій мірі має питомий опір. На поверхневу електричну провідність мінеральних зерен впливає хімічний склад, структура та розмір частинки. Процес сепарації полягає у формуванні на поверхні мінеральних зерен електричного заряду. Пропускаючи потік заряджених частинок через електростатичне поле відбувається сепарація за рахунок відхилення траєкторії руху заряджених частинок від траєкторії руху непровідних частинок. На рис. 1.7 показано схему електросепарації частинок [53].

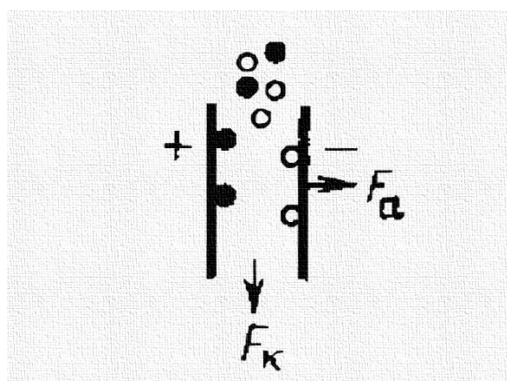


Рисунок 1.7 – Схема електросепарації заряджених частинок [53]

Такі корисні копалини, як вапняк, оксиди алюмінію, гіпс, вуглець мають позитивний заряд, тоді як оксиди заліза, кварц – негативний. І як показують досліди при електросепарації золи, підвищений вміст вуглецю, що не згорів, спостерігається на поверхні катода і осередках близьких до катода [53].

Характерною особливістю частинок вугілля, що не згорів, є несферична форма зерен, яка впливає на величину заряду. Так величина заряду вугільних частинок практично вдвічі більша порівняно з алюмосилікатними сферами, які мають еквівалентну масу. Наявність у золі частинок менше 50 мкм викликає

адгезію компонентів, що розділяються, це істотно ускладнює процес сепарації [54,55].

Застосовуючи багатостадійну електросепарцію теоретично можливо якісно розділити золу на дві складові - вугілля і мінеральну частину, що не згоріло, при цьому складності можуть виникнути з сепарацією частинок крупністю менше 50 мкм (явище адгезії частинок). Також слід врахувати, що продуктивність електросепарторів незначна і для промислової переробки знадобиться безліч сепараторів та виробничої площі. І однією з основних вимог до живлення електросепарторів є сухий підігрітий матеріал, що спричиняє додаткові витрати на сушіння.

1.8.4 Можливості флотаційного методу збагачення

Флотація є методом розділення компонентів твердої фази, представлених відносно дрібними частинками, зваженими в рідині, з використанням для цієї мети бульбашок газу та вибіркової здатності частинок прилипати до них. Частинки одного компонента, які внаслідок їх поганого змочування рідиною прилипають до газових бульбашок, виносяться ними на поверхню рідини, де утворюється шар піни. Частинки ж іншого компонента, що добре змочуються рідиною, не прилипають до газових бульбашок і залишаються в рідині у зваженому стані. На змочуваність частинок впливають реагенти, які змінюють поверхневі властивості частинок. [56].

Серед усіх існуючих способів збагачення флотація є одним з передових. Глибина флотаційного збагачення дозволяє розділяти частинки, крупність яких прагне практично до 0 мм. Огляд публікацій [12,14,15,16,17,18,20,21,22] показав, що вилучення вугільного концентрату можливе за допомогою флотації, але якість одержуваних продуктів збагачення є не задовільною. Зольність вугільних концентратів коливається від 25% і вище, при цьому одержувана мінеральна частина золи, яка може використовуватися в будівельній індустрії, значно забруднена частинками вугілля. Автори багатьох робіт не обґрунтовують

витрати реагентів для флотації ЗШВ, а вони значно впливають на кінцеві показники збагачення. Також варто врахувати те, що ТЕС готові споживати вугільні концентрати із зольністю менше 25%.

1.9 Відомі впровадження технології з переробки ЗШВ ТЕС та формування завдань дисертаційної роботи

На Придніпровській ТЕС у 1975 р. було випробувано дослідно-промислову установку зі збагачення зольних відходів. Установка продуктивністю до 8 т/год за початковим матеріалом пропрацювала 600 годин. Були отримані такі продукти: вуглецевмісний продукт із зольністю 36,0-45,0%, мінеральна частина із зольністю 95,0-97,0%. Вилучення паливної маси концентрат становило 80,0-90,0%. Установка виробляла за годину 1,0-1,5 т вугільного концентрату, теплотворна здатність вугілля становила 3500,0-3800,0 ккал/кг.

У 1997 р. на Луганській ТЕС було запущено промислову установку зі збагачення золи. Продуктивність установки становила до 400 тис. т на рік. Кількісно-якісні показники не відомі.

Аналіз існуючих технологій та методів утилізації ЗШВ ТЕС дозволяє задати вектор напряму ефективної переробки цих відходів. Будівельна та дорожня індустрія є основним споживачем даних відходів з цього випливає, що технологія переробки ЗШВ повинна забезпечувати отримання продуктів з необхідними якісними характеристиками. Як ми визначилися ЗШВ складаються з шлаку та золи. Шлак підходить для облаштування доріг. Зола є чудовим матеріалом для різних будівельних сумішей, цементів, бетонів, але оскільки вона містить частинки палива, що не згоріли, наявність яких призводить до зниження характеристик міцності, наприклад, бетонних виробів і конструкцій, то необхідно в першу чергу вилучати вугільні частинки. Вилучення вугільного концентрату із ЗШВ дозволяє використовувати отриманий концентрат для повторного спалювання на ТЕС або виробляти тверде побутове паливо для населення.

Також ЗШВ характеризуються наявністю заліза, вилучення якого дозволить отримати залізовмісний концентрат, який може знайти застосування в металургійній промисловості або ж бути використаний як обтяжувач при збагаченні вугілля, де застосовується сепарація в важкому середовищі.

У зв'язку з цим технологія переробки ЗШВ повинна забезпечити необхідну якість продуктів сепарації, для цього необхідно вивчити збагачувальну характеристику золошлакового матеріалу, розробити методику яка б дала змогу прогнозувати показники збагачення, визначити фактори, що впливають на зольність одержуваних продуктів, а також розробити методику визначення витрати флотаційних реагентів при флотації.

Розділяти ЗШВ планується розділяти таким чином:

1. У першу чергу необхідно виділити шлак, він більш крупний ніж зола, тому можна застосувати класифікацію по крупності, наприклад, операцію грохочення;

2. Здійснити вилучення вугільних частинок за допомогою методу флотації;

3. Очищений матеріал від вугільної складової піддати магнітному збагаченню для виділення залізовмісного продукту;

4. Отримані продукти сепарації необхідно зневодити на відповідному обладнанні.

Вищевикладені аргументи дозволяють сформулювати наукове завдання дослідження. Воно полягає у розробці технологічної схеми з переробки золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій яка дозволить більш ефективно вилучати незгорілу паливну масу, що досягається за рахунок розробки математичної моделі прогнозування показників збагачення золошлакових відходів, розробки регресійної моделі прогнозування зольності вугільного концентрату в залежності від зміни факторів впливу під час флотації, розробки теоретичних припущень і методики розрахунку оптимальної кількості реагенту-збирача необхідного для вилучення паливної маси методом флотації.

Для вирішення сформульованого наукового завдання необхідно:

1. Проаналізувати процес утворення ЗШВ, класифікувати ці відходи за можливістю та доцільністю переробки. Визначити кількість накопичених відходів, а також їх річний приріст. Визначити теоретичні аспекти переробки золошлакової сировини, узагальнити досвід та відомі методи переробки ЗШВ ТЕС.

2. Встановити речовинний, хімічний, гранулометричний та фракційний склад ЗШВ. Дослідити кінетику флотації, визначити витрати флотаційних реагентів, порівняти ефективності збагачення ЗШВ на флотаційних машинах механічного та ежекторного типу. Вивчити фактори, що впливають на зольність вугільного концентрату під час флотації. Створити математичну модель, яка може бути використана для прогнозування показників збагачення при флотації ЗШВ, інтенсифікувати процес вилучення вугільних частинок за рахунок визначення коефіцієнтів регресії та ступеня їх впливу на кінцеву функцію зольності концентрату.

3. Вивчити механізм взаємодії частинки вугілля з бульбашкою повітря, визначити ймовірності закріплення частинок на поверхні повітряних бульбашок. Визначити оптимальне співвідношення повітряної та твердої фаз при флотації.

4. Дослідити поверхню вугільних частинок вилучених із ЗШВ ТЕС. Визначити гранулометричний склад вугільного концентрату після флотації. Вивчити поверхню вугільних частинок на наявність виступів та впадин. На підставі отриманих даних розробити математичну модель визначення кількості реагенту-збирача достатнього для вилучення вугільних частинок із золошлакової сировини методом флотації.

5. Розробити технологічну схему з переробки ЗШВ ТЕС на підставі отриманих теоретичних та практичних результатів дослідження. Розрахувати якісно-кількісну та водно-шламову схему, зробити підбір обладнання, розрахувати економічні показники технологічної схеми.

1.10 Висновки за розділом

1. Спалювання вугільного палива на ТЕС призводить до утворення ЗШВ. Проблема утилізації цих відходів є гострою, оскільки займаються значні площі сільськогосподарських угідь, не говорячи вже про згубний вплив цих відходів на екологію довкілля. Переробка цих відходів дозволить отримати низку цінних продуктів: шлак, який може бути застосований для облаштування промислових доріг; вугільний концентрат золи може використовуватися як паливо для ТЕС, для виробництва паливних брикетів для населення і т.д.; мінеральна частина золи може бути використана для виробництва сухих будівельних сумішей як добавка до цементу, як добавка в дорожньому покритті; залізовмісний продукт який може знайти застосування в металургії або бути використаний як обтяжувач при збагаченні.

2. Існуючі технології з переробки ЗШВ ТЕС не забезпечують якісних показників збагачення. Серед усіх методів переробки найкращі результати отримані при застосуванні флотаційного методу. Отримані вугільні концентрати характеризуються зольністю понад 25%, мінеральна частина золи має зольність лише на рівні 95-97%. Тому слід звернути увагу на флотаційний метод збагачення золошлакової сировини.

3. Вивчення збагачувальних характеристик ЗШВ дозволить розробити необхідні методики прогнозування показників сепарації, визначити параметри, які впливають на процес розділення, що в кінцевому підсумку дозволить інтенсифікувати процес збагачення золошлакової сировини.

РОЗДІЛ 2

ДОСЛІДЖЕННЯ ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ЗОЛОШЛАКОВИХ ВІДХОДІВ ТА РОЗРОБКА МОДЕЛІ ПРОГНОЗУВАННЯ ПОКАЗНИКІВ ЗБАГАЧЕННЯ

2.1 Вивчення збагачувальних властивостей золошлакової сировини

Детальне дослідження складу та характеристик ЗШВ дозволить прийняти правильне технологічне рішення для їх ефективної переробки. Для цього в дисертаційній роботі було використано такі методи дослідження сировини: гранулометричний, хімічний і метод прожарювання – визначення вуглевісту в класах крупності, вмісту хімічних елементів; мікроскопічний – для оцінки речовинного складу та зовнішніх ознак відмінності складових ЗШВ; фракційний – визначення концентрації частинок за густиною; дробної флотації – вивчення кінетики процесу вилучення вугільних частинок; математичної статистики – визначення ступеня впливу факторів на зольність вугільного концентрату при флотації; метод аналітичного розрахунку технологічних показників збагачення – для обчислення показників розкриття цінного мінералу за допомогою статистичних співвідношень між крупністю вкраплення, зольністю та функцією розподілу частинок за крупністю. Також метою даного дослідження є детальне вивчення процесу флотації ЗШВ, що дозволяє визначити раціональні витрати флотаційних реагентів, використовуючи флотаційну машину ежекторного типу (ЕФМ). Застосовуючи багатофакторний експеримент отримати дані про те, які фактори найбільше впливають на процес флотації. Обробка одержаних результатів дослідження здійснювалася у програмах Microsoft Excel, Image J, Statgraphics.

Для проведення дослідження було відібрано пробу матеріалу із накопичувача відходів Чернігівської теплоелектроцентралі (ТЕЦ), яка розташована у м. Чернігів, Україна. Ця ТЕЦ спроектована під спалювання вугілля марки А-антрацит і Т-хуже.

Зольність вугілля набуває різних значень, залежно від материнської зольності, вмістом породи після збагачення і т.д. При спалюванні вугілля утворюється незгоріла частина палива, яка утворює шлак і золу. Шлак – негорюча мінеральна маса, яка під дією високої температури горіння паливної частини сплавилася і спеклася, і набула значної міцності. Зола – порошкоподібна, незгоріла мінеральна частина палива. У свою чергу вона поділяється на летючу золу (зола винесення) – пилоподібна частина, яка виноситься димовими газами з топки і осаджується в конвективних газоходах, і провал – крупна фракція золи, що випадає в холодну вирву котла [57].

Накопичувачі зольних відходів Чернігівської ТЕЦ є намівними відвалами рис 2.1. Для відбору представницької проби матеріалу був застосований такий спосіб випробування: всю площу відвалу розділили на ділянки залежно від черговості складування відходів. Потім по кожній ділянці намітили лінії та точки випробування, призначаючи відстані між ними відповідно до дебіту випуску відходів під час укладання. Точки випробування розташовувалися на відстані 1 м одна від одної. Глибина шурфів становила до 1,5 м. Схема відбору проб представлена рис 2.2.



Рисунок 2.1 – Заповнення накопичувача відходами Чернігівської ТЕЦ

На рис. 2.1 видно, що при заповненні накопичувача ЗШВ відбувається нашарування матеріалу, важкі частинки прагнуть швидше осісти на початку скидання відходів, легші частки течією виносяться більш далекі відстані. А деякі частинки виринають і утворюють шар піни на поверхні (білим кольором).

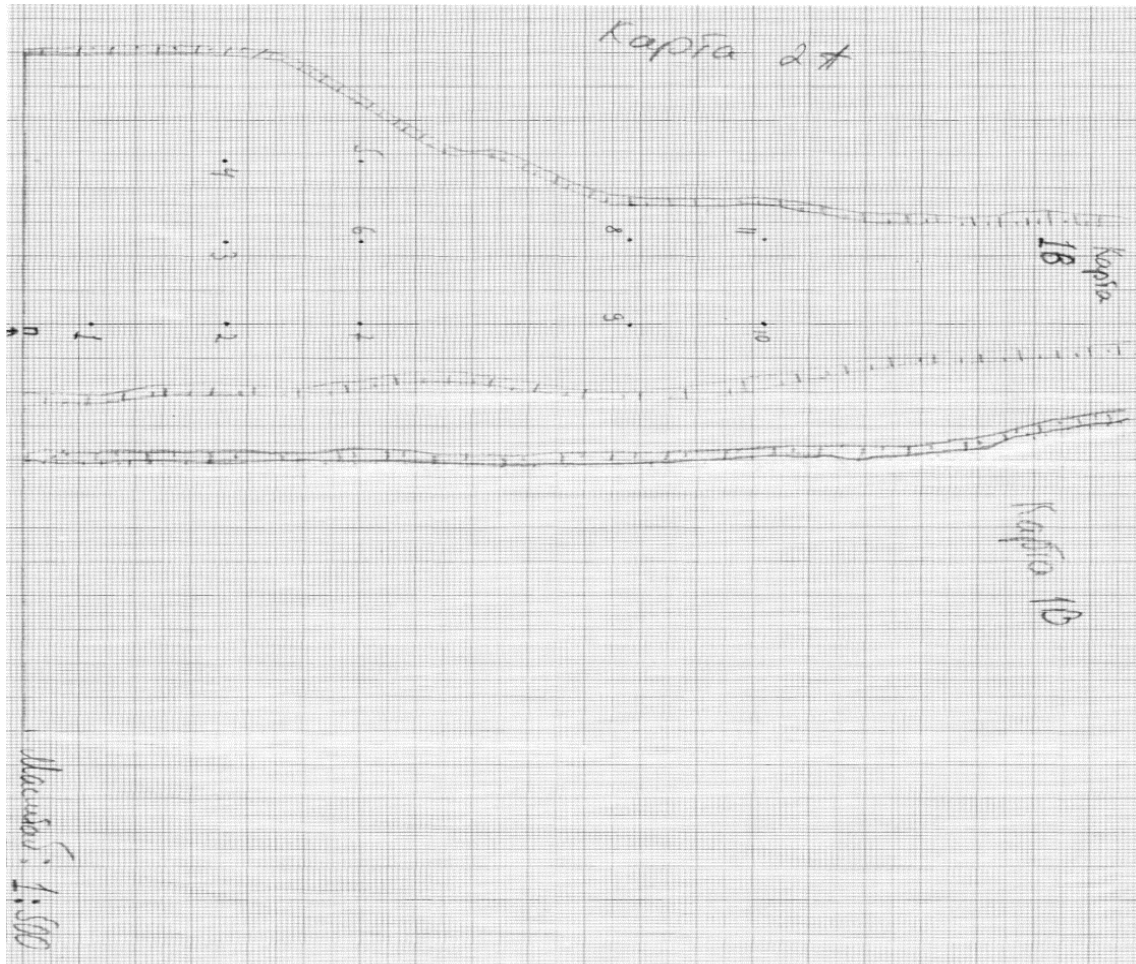


Рисунок 2.2 – Схема відбору проб на одному із накопичувачів ЗШВ Чернігівської ТЕЦ

Маса середньої проби визначалася за формулою 2.1 [58]:

$$Q = Kd^a \quad (2.1)$$

де Q – маса початкової проби, кг; d – найбільший діаметр частинок, мм; K і a – постійні величини, що залежать від крупності та від того, наскільки рівномірно вкраплені цінні компоненти.

Маса середньої проби склала 80 кг. Вигляд ЗШВ під мікроскопом представлений рис. 2.3.

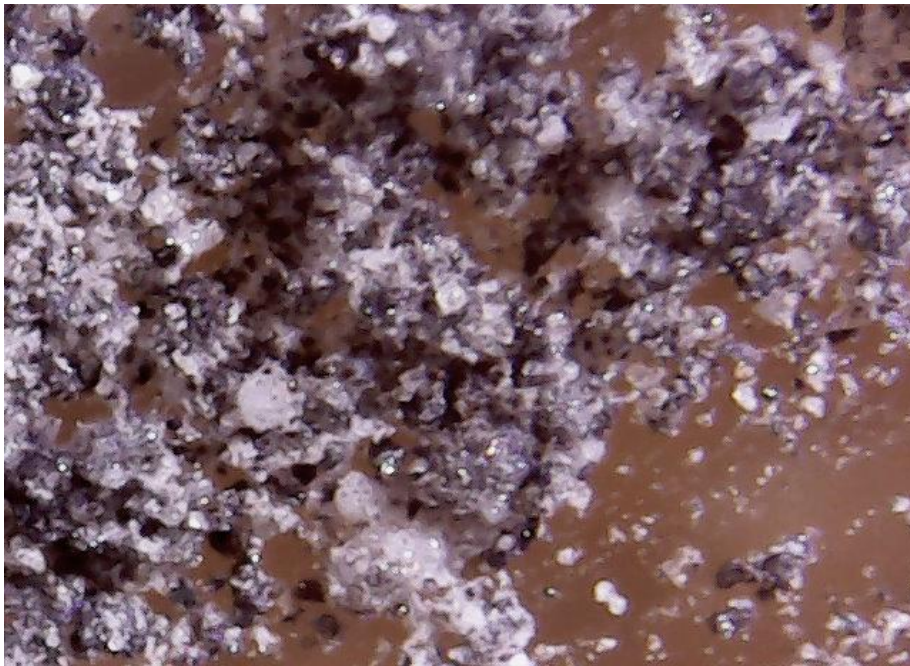


Рисунок 2.3 – Загальний вигляд ЗШВ під мікроскопом

На рис. 2.3 представлений вигляд ЗШВ під мікроскопом, які є сумішшю незгорілих вугільних частинок – чорним кольором, залізовмісних частинок сферичної форми з характерним металевим блиском, а також частинок породи, які мають прозоро білий колір в основному це кварц і алюмосилікати.

В залежності від умов спалювання твердого палива, змінюється речовинний склад шлаку і золи. До основних можна віднести: кількість механічного недопалу, тривалість впливу високих температур на частинки, газове середовище в котлі, взаємодія різних компонентів частинок між собою [59]. Хімічний склад ЗШВ Чернігівської ТЕЦ представлений у табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад проби ЗШВ

| MgO | Al ₂ O ₃ | SiO ₂ | ZrO ₂ | P ₂ O ₅ | SO ₃ | K ₂ O | CaO | Fe ₃ O ₄ | MnO ₂ | TiO ₂ | SrO | в.п.п. |
|------|--------------------------------|------------------|------------------|-------------------------------|-----------------|------------------|------|--------------------------------|------------------|------------------|------|--------|
| 1,24 | 24,018 | 56,18 | 0,065 | 0,594 | 0,66 | 3,07 | 4,17 | 8,47 | 0,18 | 1,07 | 0,08 | 22,5 |

*в.п.п – втрати при прожарюванні

Проаналізувавши хімічний склад проби можна сказати, що матеріал характеризується високим вмістом Al_2O_3 до 24%, SiO_2 до 56,2% і Fe_2O_3 – 8,5%. Оксид алюмінію в основному пов'язаний з силікатами, ще цей матеріал називають алюмосилікатом, залізо представлене у вигляді сполуки Fe_2O_3 і FeO , що може вказувати на зв'язок мінералів магнетит, гематит. Високі втрати при прожарюванні говорять про високий вміст паливної маси (механічного недопалу). На рис. 2.4 представлений речовинний склад ЗШВ Чернігівської ТЕЦ.

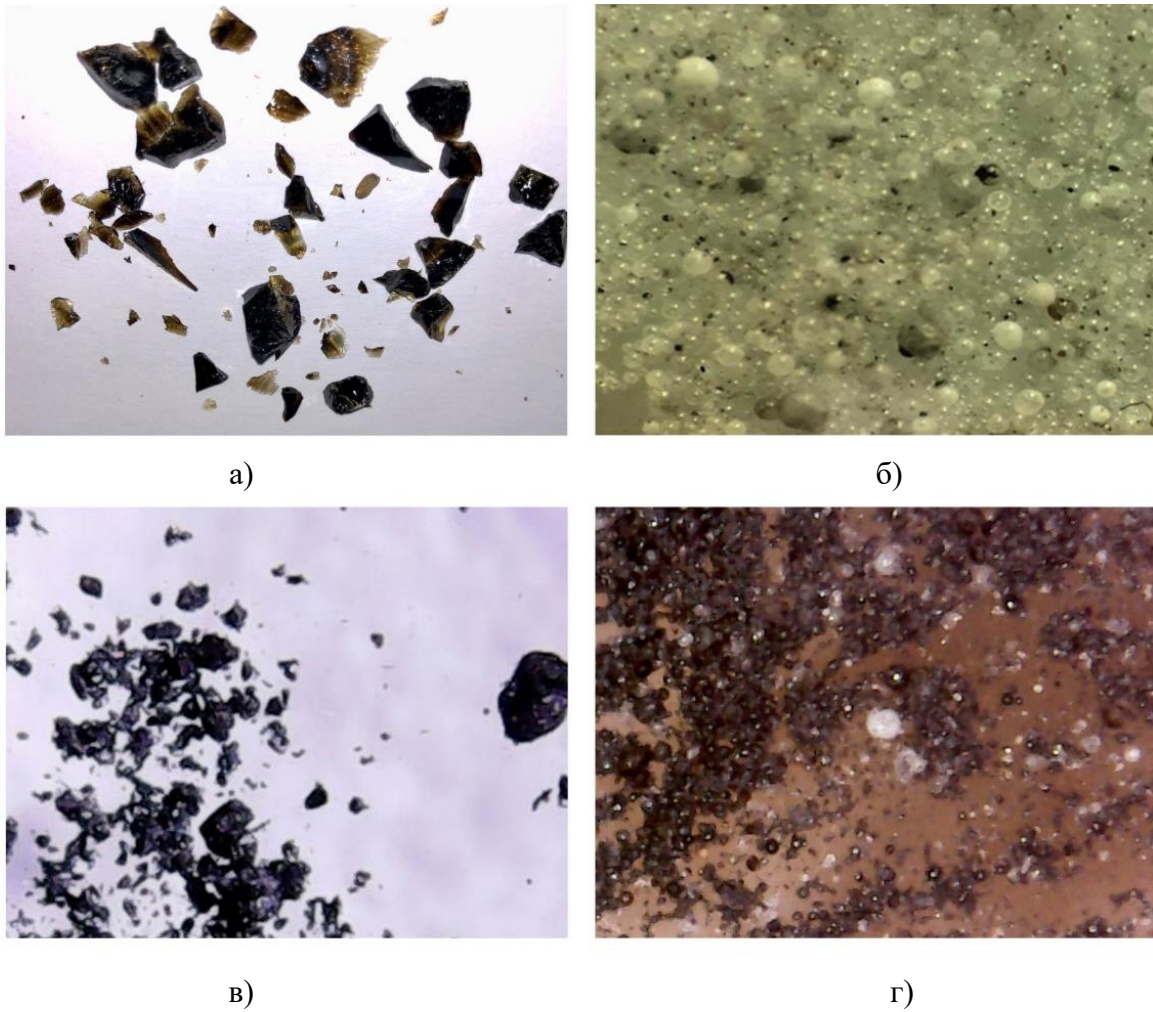


Рисунок. 2.4 – Склад ЗШВ Чернігівської ТЕЦ:

- а) склоподібні частинки; б) алюмосилікатні сфери;
в) вугільні частинки; г) залізовмісні частинки

Мінерали породи представлені частинками кварцу, склоподібним матеріалом рис. 2.4 (а) (муліт) та алюмосилікатними сферами. Окремо виділимо

алюмосилікати рис. 2.4 (б), вони представлені сферами розміром менше 100 мкм із середньою густиною до 760 кг/м^3 . При заповненні накопичувача ТЕЦ частина алюмосилікатних сфер виринає на поверхню води утворюючи суцільну піну білого кольору рис. 2.5. Алюмосилікатні сфери є цінною мінеральною сировиною, що характеризується підвищеними теплоізоляційними властивостями. На теплоелектростанціях організовують тендери зі збору алюмосилікатної піни, водночас кількість порожнистих сфер, що залишилися, на дні накопичувача рідко досягає більше 1%, в основному цей показник 0,2-0,5%. Використовуючи гравітаційні методи збагачення, можна виділити частину алюмосилікатних сфер, але оскільки вихід незначний, економічна доцільність залишається під великим питанням. Частинки вугілля рис. 2.4 (в) мають гострокутну форму, пористу структуру та металевий блиск, дані частинки можна вилучити методом флотації. Залізовмісні частинки (до яких входить, як і відновлене залізо, так і мінерали типу гематит, магнетит) рис. 2.4 (г) знаходяться у сферичній алюмосилікатній оболонці тому слідів окиснення не видно, дані частинки проявляють магнітні властивості і при необхідності можуть бути вилучені магнітною сепарацією.



Рисунок 2.5 – Алюмосилікатні сфери, що спливли на поверхню накопичувача Чернігівської ТЕЦ

Визначено гранулометричний склад проби ЗШВ та результати представлені в табл. 2.2. Для визначення кількості механічного недопалу кожен клас крупності був підданий прожарюванню в муфельній печі протягом однієї години. Найбільша кількість незгорілого палива спостерігається в класі $-0,05+0,0$ мм з урахуванням виходу класу $77,85\%$, а також класи $-0,20+0,08$ мм та $-0,08+0,05$ мм характеризуються високим вмістом вуглецю при незначному виході до $20,0\%$.

Таблиця 2.2 – Гранулометричний склад проби ЗШВ
Чернігівської ТЕЦ

| Класи крупності, мм | Вихід, % | Зольність, % | Вуглевміст, % |
|---------------------|----------|--------------|---------------|
| +0,8 | 1,17 | 99,76 | 0,24 |
| -0,8+0,315 | 1,94 | 99,63 | 0,37 |
| -0,315+0,20 | 1,08 | 61,50 | 38,5 |
| -0,2+0,08 | 5,84 | 44,60 | 55,4 |
| -0,08+0,05 | 12,12 | 47,90 | 52,1 |
| -0,05+0 | 77,85 | 85,20 | 14,8 |
| Усього | 100,00 | 78,50 | 21,5 |

Якщо проба вугілля характеризується зольністю, тобто вмістом негорючих речовин і загалом таку горючу корисну копалину називають вугіллям, то ми розділимо ці поняття на зольність і вуглевміст (вміст горючих речовин). Оскільки компонентів два, то вуглевміст і зольність складуть цілу будову корисних копалин – вугілля:

$$A_n^d + (1 - A_n^d) = 1 \quad (2.2)$$

Оскільки цінного компонента в пробі міститься $1 - A_n^d = 0,215$, то вихід його при збагаченні буде дещо більшим:

$$\gamma_k > 1 - A_n^d = 0,215 \quad (2.3)$$

Таким чином, зольність відходів (камерного продукту) повинна прагнути:

$$A_n^d < A_e^d \quad (2.4)$$

А зольність концентрату (пінного) продукту:

$$A_k^d < A_n^d \quad (2.5)$$

де A_n^d – зольність початкового матеріалу, %; A_k^d – зольність концентрату, %; A_e^d – зольність відходів, %;

У лабораторних умовах вивчений також фракційний склад, результати якого представлені в табл. 2.3. Як важку рідину використовувався хлористий цинк ($ZnCl_2$).

Таблиця 2.3 – Фракційний склад ЗШВ

| Межі густин фракцій, кг/м ³ | Вихід фракції, % | Зольність фракцій, % |
|---|------------------|----------------------|
| 1800 | 11,51 | 49,2 |
| 1800-2000 | 19,39 | 53,1 |
| 2000 | 69,1 | 90,85 |
| Усього | 100,0 | 78,7 |

Як бачимо, основна частина вугільних частинок концентрується у фракціях із густиною менше 2000 кг/м³. Фракція густиною понад 2000 кг/м³ складається в основному з мінеральних частинок і невеликої кількості вуглецю, що не згорів.

Флотаційні властивості вугілля залежать від мінералогічного складу, ступеня окисленості поверхні зерен та від характеру (складу та дисперсності) включень породи. У природі з часом у вугіллі здійснюються два основних процеси, що впливають на флотаційні властивості вугілля у протилежних напрямках. По-перше, відбувається карбонізація органічної речовини та упорядкування її кристалічної структури. Ці процеси збільшують природну гідрофобність вугілля. По-друге, відбувається окислення органічної речовини з утворенням карбонільних і карбоксильних груп, які активно взаємодіють з

водою і гідрофібізують поверхню вугілля [60]. Тому максимальною гідрофобністю відрізняється вугілля деякою середньою мірою метаморфізму (коксові, жирні). Враховуючи, що ЗШВ пройшли термічну обробку при температурі до 1600 °С, вугільні частинки зберегли свою гідрофобність, що підтверджується результатами флотації.

Склоподібний матеріал рис. 2.4 (а) є так званим подрібненим шлаком, в основному такий матеріал застосовується у відсіпанні промислових доріг. З гранулометричної характеристики табл. 2.2 і ґрунтуючись на спостереження під мікроскопом приймаємо межу розділення 0,315 мм, це означає, що матеріал крупніший за 0,315 мм вважається шлаком, а матеріал дрібнішим за 0,315 мм будемо вважати золою очищеною від шлаку. Тому передбачаємо процес класифікації, наприклад, на грохоті.

Далі в нашому матеріалі є такі складові: вугільні частинки, залізовмісні частинки, алюмосилікатні сфери та частинки кварцу. Можна розпочати вилучення залізовмісних частинок, згідно з табл. 2.1 вміст Fe_3O_4 у початковому матеріалі 8,47%, тому передбачимо магнітну сепарацію. Далі немагнітний матеріал необхідно піддати флотації для вилучення вугільних частинок, з таблиці 2.2 видно, що понад 77% матеріалу представлено крупністю не більшою ніж 50 мкм.

У практиці збагачення говориться, що якщо в матеріалі міститься клас -40 мкм, то він вважається шламом і його необхідно флотувати окремо, оскільки дрібні частинки породи можуть потрапляти в пінний продукт і погіршувати якість концентрату [61]. Тому спробуємо розділити золу на два класи крупності +40 мкм та -40 мкм за допомогою гідроциклону. Далі порівняємо результати флотації класифікованого та некласифікованого матеріалу.

Отримані результати вивчення речовинного складу ЗШВ дозволяють визначити технологічну схему їх переробки. Схема дослідження представлена рис 2.6.

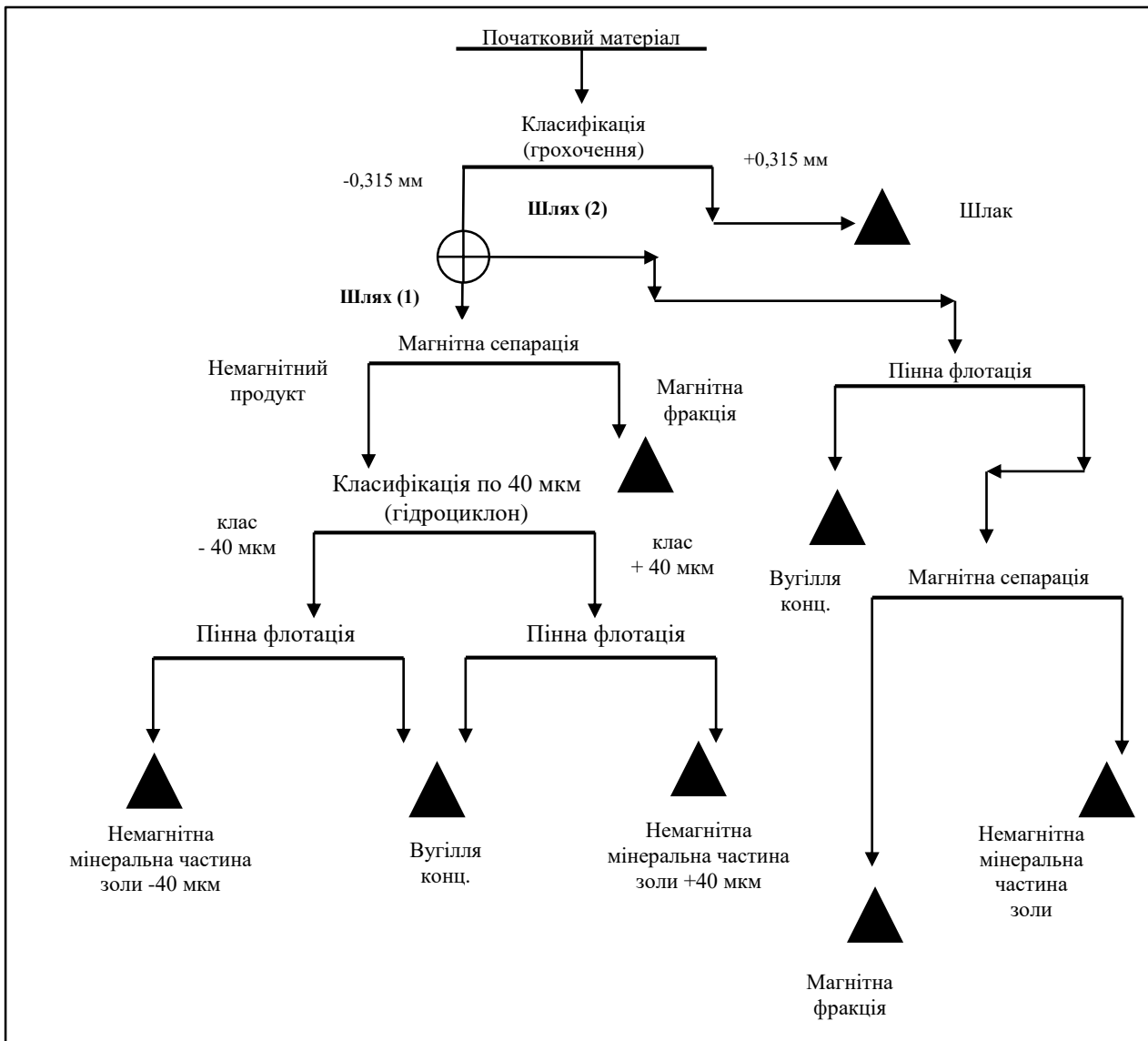


Рисунок 2.6 – Схема дослідження ЗШВ Чернігівської ТЕЦ

2.2 Дослідження можливості виділення залізовмісного продукту

Магнітною сепарацією називається процес розділення компонентної руди в магнітних сепараторах залежно від їхньої магнітної сприйнятливості. У магнітному полі, створюваному магнітами сепаратора, магнітні рудні мінерали притягуються полюсами магнітів і таким чином відокремлюються від немагнітних нерудних мінералів [62].

Вилучення залізовмісного продукту здійснювалося на лабораторному магнітному сепараторі ПБМ (П) протиточного типу рис. 2.7.

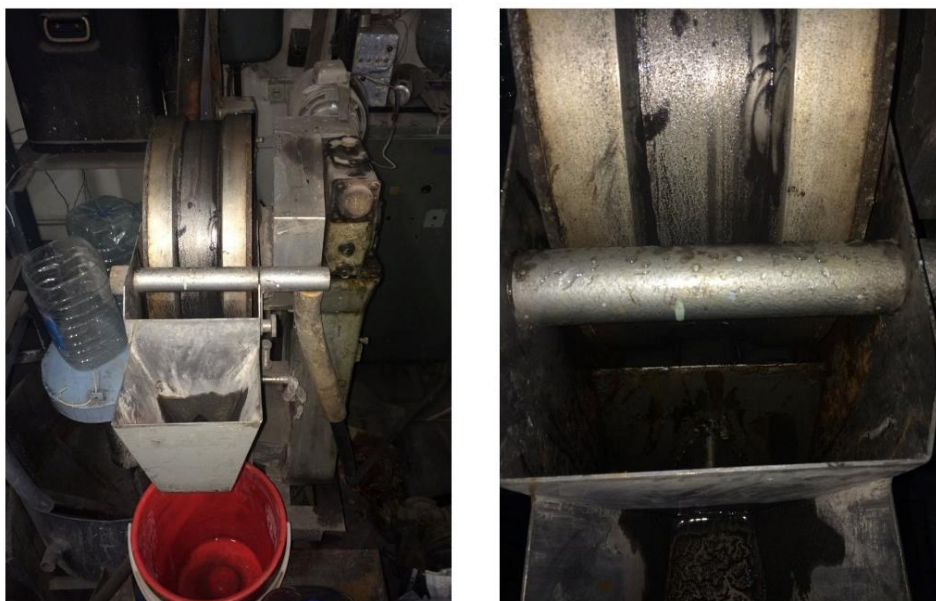


Рисунок 2.7 – Лабораторний магнітний сепаратор ПБМ (П)

Сепаратор працює наступним чином: підготовлена пульпа з певним вмістом твердого подається у ванну сепаратора під барабан, що обертається. Усередині барабана встановлена магнітна система, яка створює на поверхні обичайки магнітне поле. Магнітні частинки притягуються до поверхні барабана і виносяться з зони дії магнітного поля, частинки, що прилипли, змиваються з барабана водою і потрапляють в лоток магнітного продукту. Немагнітні частинки видаляються через патрубок немагнітного продукту, встановленого внизу ванни.

Матеріал крупністю $-0,315+0,00$ мм був розведений водою до густини 250 г/л, необхідної для мокрої сепарації магнітної. Вміст $Fe_{заг}$ у початковому матеріалі склав 5,92%. Матеріал був збагачений у дві стадії. В результаті магнітної сепарації отримано вихід магнітного продукту який склав 6,11%. Вихід немагнітного продукту склав 90,78%. В результаті проведеного мінералогічного аналізу вміст $Fe_{заг}$ у магнітному продукті становить 43,66%, у немагнітному вміст $Fe_{заг}$ склав 3,38%.

Вміст загального заліза визначали на рентгенолюмінесцентному спектрофотометрі EXPERT4L W184U.

Вигляд магнітного продукту під мікроскопом зі збільшенням X56 наведено на рис. 2.8. Феромагнітні частинки в основному мають сферичну форму, також помічено, що ці частинки покриті алюмосилікатною оболонковою. Тому наявність таких частинок у складі бетонної суміші ймовірно не впливатиме на характеристики міцності бетону. Забруднення продукту немагнітними алюмосилікатними та вугільними частинками обумовлено магнітною флокуляцією та адгезією.

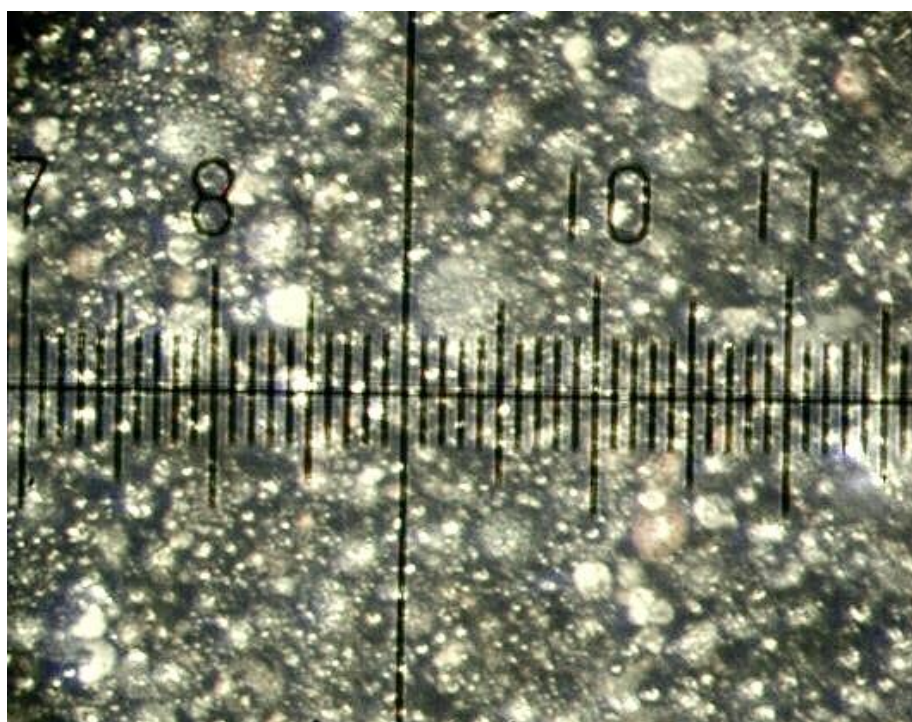


Рисунок 2.8 – Залізовмісний продукт вилучений із ЗШВ

2.3 Вивчення флотаційних властивостей класифікованої золи виносення

Класифікація частинок у гідроциклоні відбувається за рахунок відцентрових сил. Вони виникають завдяки тангенціальній подачі живлення. Під дією відцентрової сили порівняно великі та важкі частинки відкидаються до стінки гідроциклону і потім розвантажуються через піскову насадку, а найтонші легкі частини виносяться зі зливом [63].

Немагнітний продукт після магнітної сепарації був спрямований на класифікацію по крупності на лабораторний гідроциклон діаметром 100 мм. На рис. 2.9 наведено установку для класифікації золи винесення. Класифікація проводилася дві стадії. Мета класифікації на гідроциклоні – максимально ефективно виділити клас крупності -40 мкм, оскільки наявність особливо тонкого матеріалу у флотаційній камері може негативно позначитися на кінцевих показниках збагачення.



Рисунок 2.9 – Лабораторний гідроциклон для класифікації золи винесення по крупності 40 мкм

Ефективність класифікації частинок крупністю менше 40 мкм збільшується із зменшенням розміру гідроциклону. Крім того, розмір граничного зерна розділення пропорційний кореню квадратному з діаметра гідроциклону і обернено пропорційний кореню четвертого ступеня з тиску на вхідному патрубку, тому енергетично вигідно застосовувати циклони малого діаметра. Для забезпечення необхідної продуктивності потрібне застосування батарейних гідроциклонів.

У гідроциклоні діаметром 100 мм (ГЦ-100) при тиску на вхідному патрубку 0,2 МПа отримана ефективність класифікації золи винесення 82% по 40 мкм, тому застосовували класифікацію в дві стадії, при цьому ефективність класифікації вже склала 96,4%. В результаті збагачення вихід піскової фракції становив 35,86% (+40 мкм), а вихід зливу (клас -40 мкм) 54,92% відповідно. Далі дві проби класифікованого матеріалу та одна проба некласифікованого матеріалу були направлені на флотацію на лабораторній механічній флотаційній машині (МФВ) імпелерного типу з об'ємом камери 1 л. Була підготовлена пульпа із вмістом твердого 250 г/л. В якості реагента-збирача використовували технічний гас, піноутворювач - масло Т-66. У цьому дослідженні ми порівнювали якісні показники розділення продуктів. Вид продуктів флотації некласифікованого матеріалу представлені на рис. 2.10 та рис. 2.11. Результати досліджень, проведених згідно зі схемою, показаною на рис. 2.6. представлені в табл. 2.4.

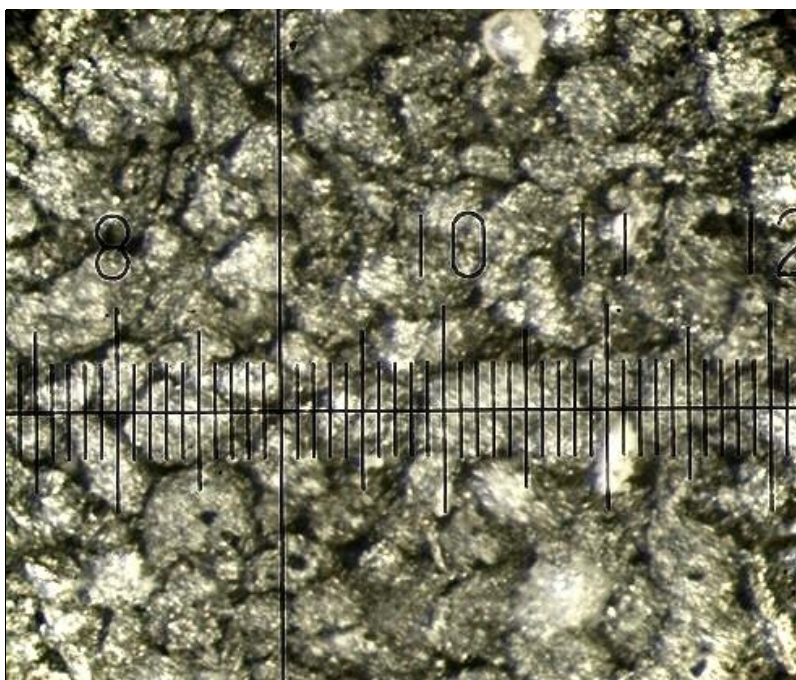


Рисунок 2.10 – Пінний продукт флотації некласифікованої золи

На рис. 2.10 вгорі видно порожнисту сферу з алюмосилікату, густина якої близька до густини пульпи, що флотується, і яка з цієї причини потрапила в пінний продукт. Крім того, засмічення пінного продукту відбувається за рахунок

адгезії тонких зольних частинок на вуглецевих пористих частинках. Також можливе збільшення зольності за рахунок відкладення солей жорсткості, присутніх на частинках золи в пульпі.

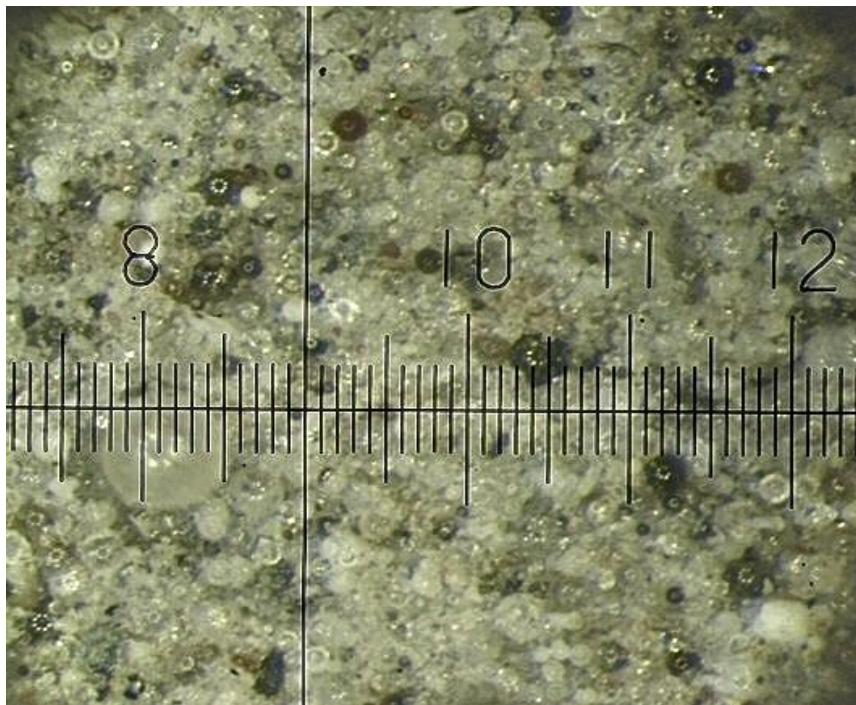


Рисунок 2.11 – Камерний продукт флотації некласифікованої золи

На рис. 2.11 видно що камерний продукт флотації достатньо чистий, присутні частинки алюмосилікату (внизу зліва) та кварцу білого кольору, залізовмісні частинки представлені чорним кольором з характерним блиском, також присутні частинки вугілля.

Флотація некласифікованого матеріалу за допомогою флотаційної машини МФВ дозволила отримати пінний продукт з виходом 21,67% та зольністю 35,20%, камерний продукт з виходом 75,22% та зольністю 90,10%. Зольність початкового матеріалу становила 78,5%. Для одержання чистих пінного та камерного продуктів необхідне застосування перечистної та контрольної флотацій.

В результаті дробної флотації класу крупності (+40 мкм) отримано пінний продукт з виходом 5,43% зольністю 33,70%, вихід камерного продукту склав 30,43% із зольністю 91,20%. Зольність початкового матеріалу складала 82,50%.

Флотація класу крупності класу (-40 мкм) показала, що можливо при тих же параметрах флотації отримати вихід пінного продукту 15,37% із зольністю 35,80%, вихід камерного продукту становив 39,56% із зольністю 89,90%. Зольність початкового матеріалу складала 74,76%.

Таблиця 2.4 – Технологічні показники збагачення золи

| Продукт | Вихід, % | Зольність, % | Вміст Fe _{заг} , % |
|--|----------|--------------|-----------------------------|
| Початковий | 100 | 78,5 | |
| Класифікація по крупності 0,315 мм | | | |
| Клас +0,315 мм | 3,11 | 99,68 | |
| Клас -0,315 мм | 96,89 | 77,82 | 5,92 |
| Магнітна сепарація | | | |
| Магнітний | 6,11 | 43,66 | |
| Немагнітний | 90,78 | 3,38 | |
| Класифікація у гідроциклоні ГЦ-50 | | | |
| Пісковий (клас +40 мкм) | 35,86 | 82,50 | |
| Злив (клас -40 мкм) | 54,92 | 74,76 | |
| Флотація (клас +40 мкм) | | | |
| Пінний | 5,43 | 33,70 | |
| Камерний | 30,43 | 91,20 | |
| Флотація (клас -40 мкм) | | | |
| Пінний | 15,37 | 35,80 | |
| Камерний | 39,56 | 89,90 | |
| Флотація (некласифікований початковий) | | | |
| Пінний | 21,67 | 35,20 | |
| Камерний | 75,22 | 90,10 | |

Отримані первинні дані свідчать, що результати флотації некласифікованого матеріалу мало відрізняються від результатів флотації класифікованого матеріалу. Тому подальші дослідження будуть проводитись на початковому матеріалі без розділення матеріалу по класу крупності 40 мкм.

2.4 Дослідження кінетики флотації золи винесення на флотомашинах МФВ та ЕФМ

Вивчення кінетики флотації золи-винесення проводили за допомогою флотаційної машини ЕФМ та флотомащини МФВ імпелерного типу. Флотомашина МФВ складається з пристрою для перемішування та аерації пульпи (імпелер, статор) та флотаційної ємності. Імпелер, що обертається на валу, захоплює своїми лопатками пульпу і викидає її в статор, лопатки останнього спрямовують пульпоповітряний потік, забезпечуючи безударне введення його в флотаційну ємність. Повітря засмоктується у флотомащину ежектуючою дією потоків пульпи, які проходять під отворами статора, ці отвори з'єднані з повітрязабірною трубкою. Частинки корисного мінералу, оброблені спеціальними флотаційними реагентами, вибірково закріплюються на повітряних бульбашках, комплекс бульбашка-частинка спливає в пінний шар, де видаляється піногоном. [64]. Фото цієї флотомащини представлено на рис. 2.12.

Флотаційна машина ЕФМ відрізняється від флотомащини МФВ простотою конструкції. ЕФМ складається з пристрою для аерації пульпи (аератор), флотаційної ємності та насоса для перекачування пульпи. Аератор є нерухомою деталлю флотомащини і складається з труби, всередині якої розташоване сопло, через яке проходить пульпа під високим тиском який створюється насосом. Сам аератор встановлений вертикально, частина аератора труби занурена в пульпу для створення гідроущільнення. Струмінь пульпи з великою швидкістю виходить із сопла і б'ється об дзеркало пульпи всередині труби, що викликає витіснення пульпи з труби. За рахунок цього всередині труби створюється розрідження, через повітряний колектор встановлений відразу після сопла

засмоктується повітря, яке дробиться струменем пульпи на дрібні бульбашки. Після закріплення частинок корисного мінералу на поверхні бульбашки цей комплекс спливає на поверхню пульпи, утворюючи пінний шар, який видаляється лопатками піногону. [65]. Фото флотаційної машини ЕФМ яку сконструював автор представлено на рис. 2.13.



Рисунок 2.12 – Механічна флотомашина вугільна (МФВ)



Рисунок 2.13 – Ежекторна флотаційна машина (ЕФМ)

Так як наші випробування проходили в лабораторному масштабі, і флотаційна машина могла переробити за раз 0,4 кг матеріалу, тому було виконано скорочення проби методом квартування. Після кожної стадії здійснювалося перемішування одержаної проби способом кільцювання. Середній вміст вуглецю у початковому матеріалі становив 21,5%. Витрата реагентів складала – збирач (гас) 4500 г/т, спінювач (Т-66) 350 г/т. З інтервалом часу, який визначав статистичну незалежність перерізів технологічного процесу, проводився відбір проб пінного продукту з подальшим визначенням зольності. Фото продуктів збагачення золи на флотаційних машинах МФВ та ЕФМ представлені на рис. 2.14 та рис. 2.15. Результати лабораторних досліджень, здійснених шляхом флотації, наведено у табл. 2.5 та на рис. 2.16, 2.17.

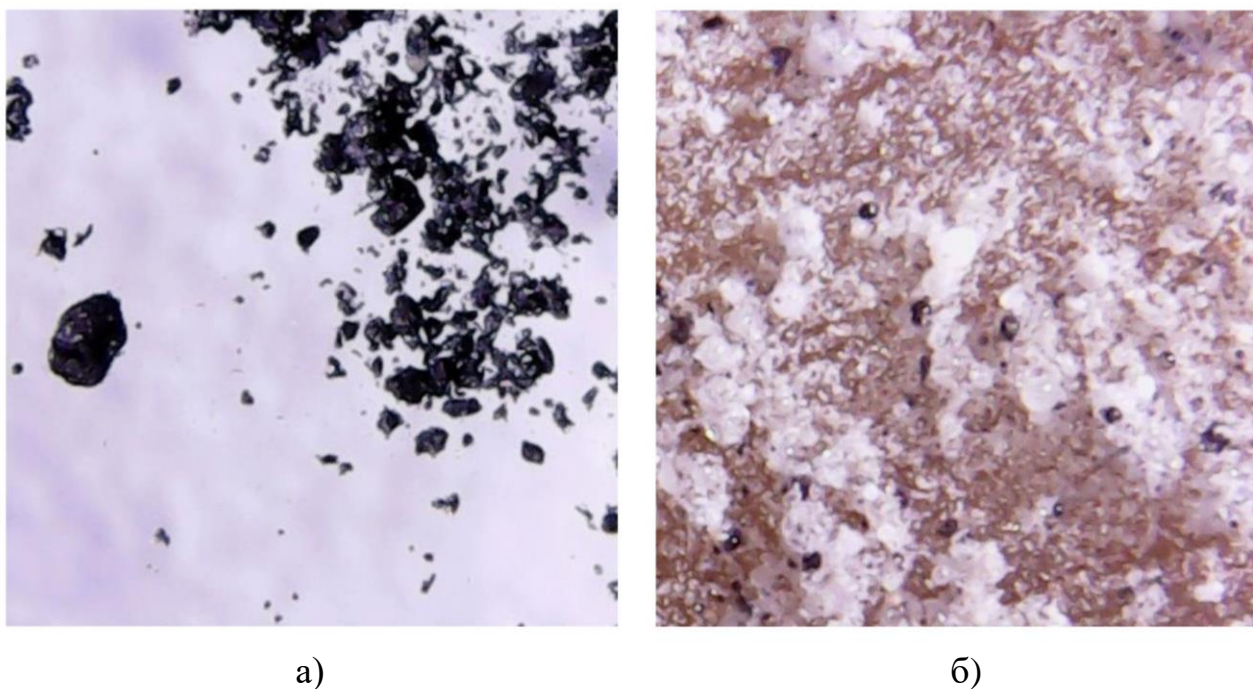


Рисунок 2.14 – Продукти флотації золи винесення отримані на флотомашині ЕФМ:

а) пінний продукт; б) камерний продукт

Пінний продукт флотаційної машини ЕФМ рис. 2.14 (а) досить чистий, за винятком декількох частинок алюмосилікату, які, ймовірно, вносяться в пінний

продукт за рахунок аерації пульпи, камерний продукт рис. 2.14 (б) практично не містить частинок вугілля, а ось блискучі частинки з металевим блиском сферичної форми є залізовмісними частинками, які покриті оболонкою алюмосилікату.

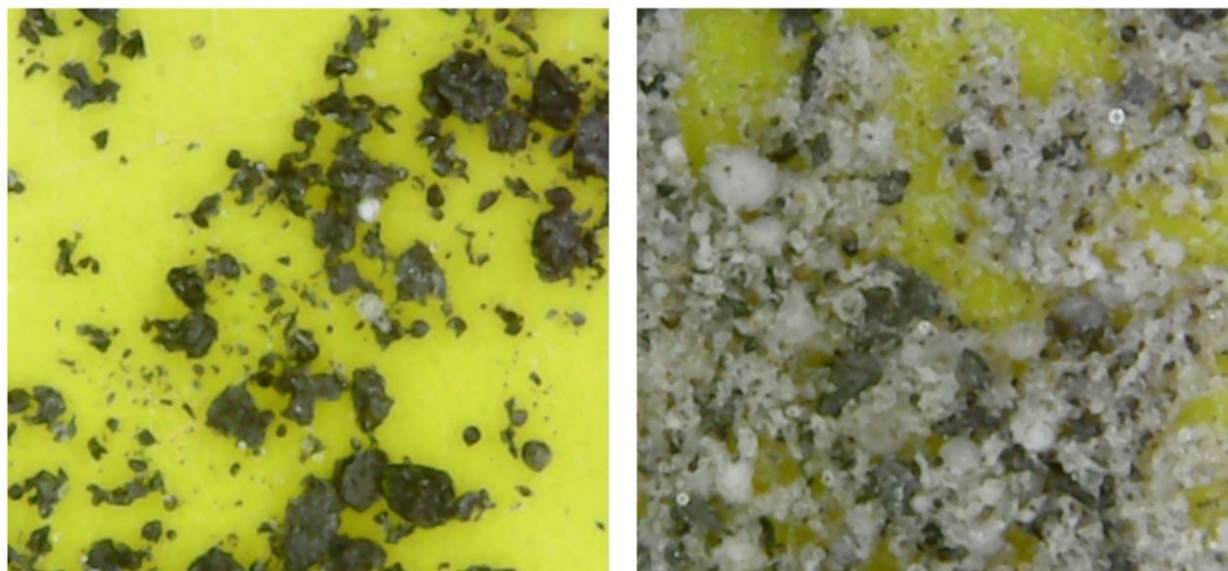


Рисунок 2.15 – Продукти флотації золи винесення отримані на флотомашині МФВ:

а) пінний продукт; б) камерний продукт

Пінний продукт флотаційної машини МФВ рис. 2.15 (а) забруднений частинками кварцу та алюмосилікату (білим кольором) це пов'язано з тим, що за рахунок інтенсивного перемішування пульпи частинки порожньої породи виносяться у верхні шари пульпи потрапляючи в пінний продукт, камерний продукт 2.15 (б) містить значну кількість вугільних частинок (чорний колір) що говорить про недостатньо ефективно вилучення цих частинок, також присутні залізовмісні сфери.

Порівнюючи отримані зображення продуктів збагачення золи на двох флотаційних машинах МФВ та ЕФМ, можна сказати, флотаційна машина ЕФМ дозволяє отримати більш якісний камерний продукт.

Таблиця 2.5 – Дослідження кінетики флотації золи винесення на флотаційних машинах ЕФМ та МФВ

| № п/п | Флотомашина ЕФМ | | | Флотомашина МФВ | | |
|--------|-----------------|--------------|----------------------|-----------------|--------------|----------------------|
| | Пінний продукт | | Час флотації t, с | Пінний продукт | | Час флотації t, с |
| | Вихід, % | Зольність, % | | Вихід, % | Зольність, % | |
| 1 | 0,7 | 34,8 | 5 | 1,4 | 42,6 | 5 |
| 2 | 1,3 | 28,6 | 10 | 1,6 | 39,2 | 10 |
| 3 | 2,0 | 26,4 | 10 | 2,1 | 37,1 | 15 |
| 4 | 2,4 | 24,5 | 15 | 2,6 | 35,7 | 15 |
| 5 | 2,6 | 24,4 | 15 | 2,9 | 34,7 | 15 |
| 6 | 2,8 | 25,4 | 20 | 3,1 | 33,5 | 20 |
| 7 | 3,0 | 27,3 | 20 | 3,2 | 35,6 | 25 |
| 8 | 2,9 | 31,7 | 25 | 2,4 | 37,2 | 30 |
| 9 | 1,3 | 30,6 | 25 | 1,5 | 38,2 | 35 |
| 10 | 0,9 | 31,1 | 35 | 0,3 | 40,1 | 40 |
| Усього | 19,9 | 27,6 | 180 | 21,1 | 36,5 | 210 |

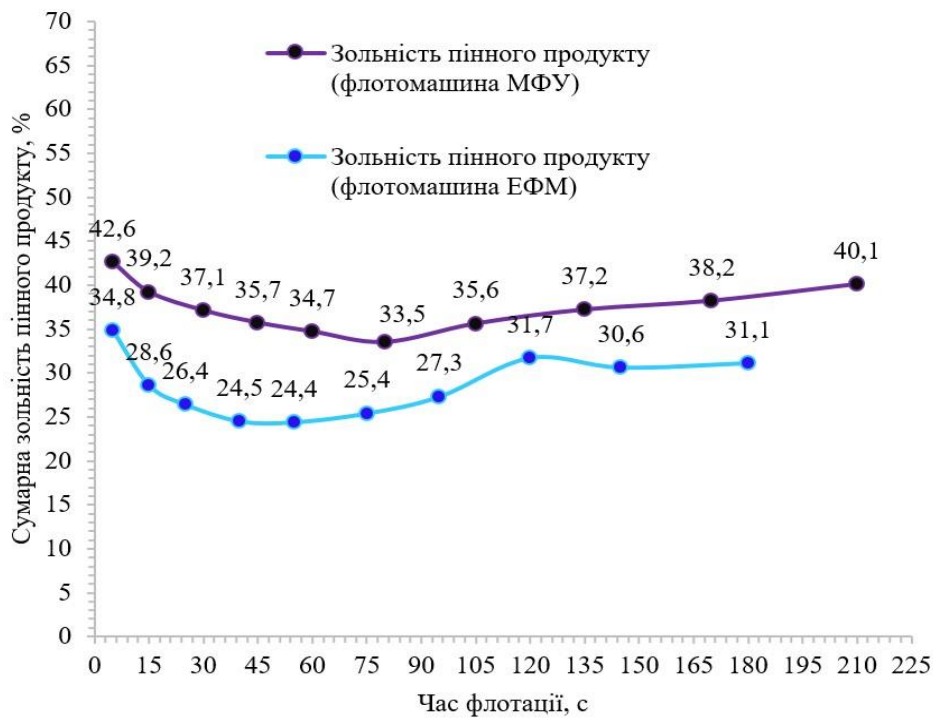


Рисунок 2.16 – Зведені характеристики зольностей для пінного продукту флотації на машинах ЕФМ та МФВ

Аналізуючи графік на рис. 2.16 можна сказати, що в початковий момент часу зольність пінних продуктів, отриманих на флотаційній машині ЕФМ становить 34,8%, а на флотаційній машині МФВ 42,6% така висока початкова зольність може говорити про те, що в початковий період флотації відбувається інтенсивний винос легких частинок породи у пінний продукт. Природно припустити, що у пінний продукт можуть потрапляти алюмосилікати, оскільки в основному вони представлені порожнистими сферами і мають низьку густину, їх кількість у вихідному матеріалі може бути до 1% [66]. Попереднє вилучення таких частинок дозволило б зменшити зольність вугільного концентрату. Лабораторні спостереження показали, що вилучати такі частинки можна гравітаційним методом, але вартість такого вилучення буде витратною, а отже погіршується економічна рентабельність усієї технологічної схеми.

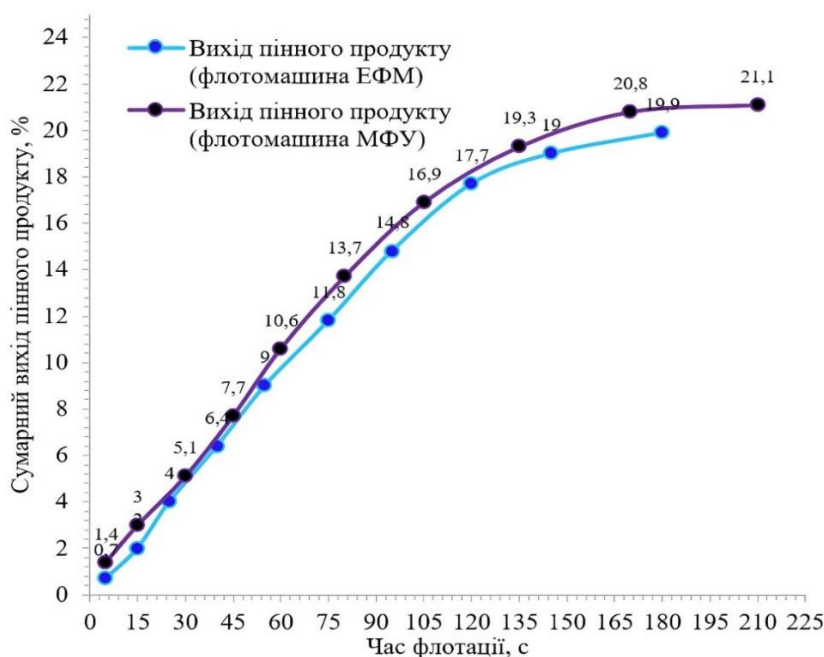


Рисунок 2.17 – Зведені характеристики виходів для пінного продукту флотації на флотомашині ЕФМ та МФВ

На рис. 2.17 представлені зведені характеристики виходів пінних продуктів флотомашин ЕФМ та МФВ, на флотомашині ЕФМ отримано пінний продукт з виходом 19,9% та зольністю 27,6% порівняно з пінним продуктом механічної

флотомашини МФВ де зольність пінного продукту склала 36,5% з середнім виходом 21,1%. Крім цього, флотаційна машина ЕФМ має також більшу швидкість флотації, так час флотації склав 180 с, в порівнянні з флотаційною машиною МФВ на якій час флотації склав 210 с. [67].

Витрата реагентів для флотомашин ЕФМ та МФВ була однакова, а початковий матеріал мав ідентичні показники (коливання зольності початкового матеріалу не більше 0,3%). Таким чином, флотаційна машина ЕФМ є більш ефективною для збагачення золи винесення і всі подальші дослідження проводитимемо на даному типі обладнання.

Оскільки завданням нашого дослідження є вилучення паливної маси та отримання високоякісних товарних продуктів із ЗШВ ТЕС, подальші дослідження проводитимуться на флотаційній машині ЕФМ, яка показала на практиці свої переваги. Важливим етапом дослідження є визначення основних технологічних параметрів та режимів, з подальшою можливістю коригування та отримання максимально якісних продуктів. Так як дозування флотаційних реагентів здійснювалися на підставі аналізу літературних джерел, підбір оптимальної витрати реагентів, ймовірно, допоможе отримати більш якісні продукти збагачення. Наступним етапом дослідження є визначення витрати флотаційних реагентів, для чого була проведена серія дослідів з широкими межами зміни витрат реагенту-збирача та спінювача.

2.5 Визначення витрати флотаційних реагентів при флотації золи винесення

Під дією високих температур у топках котлів ТЕС частинки вугільного палива зберегли гідрофобні властивості, тому вони вилучаються методом флотації [68]. В процесі зберігання відходів вугільні частинки мають певний ступінь окислення на повітрі [69], також варто враховувати те, що вугільні частинки мають розвинену поверхню і пористу структуру і це може викликати підвищену витрату флотаційних реагентів, необхідно визначитися з їх витратою.

Випробування проводилися на флотаційній машині ЕФМ, яка була сконструйована автором даної роботи рис. 2.13. Було проведено серію лабораторних випробувань з різними дозуванням реагентів. Як реагент-збирач був використаний технічний гас ТС-1, як спінювач – флотаційне масло Т-66. Результати представлені у табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Дані щодо підбору оптимальної витрати реагентів при флотації золи винесення

| № серії дослідів | Витрата гасу, г/т | Витрата Т-66, г/т | Живлення флотації | | Пінний продукт | | Камерний продукт | |
|------------------|-------------------|-------------------|-------------------|--------------|----------------|--------------|------------------|--------------|
| | | | Вихід, % | Зольність, % | Вихід, % | Зольність, % | Вихід, % | Зольність, % |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 |
| I | 1000 | 100 | 100,0 | 78,3 | 8,9 | 34,1 | 91,1 | 82,6 |
| | 1500 | 100 | 100,0 | 78,5 | 9,4 | 34,3 | 90,6 | 83,1 |
| | 2000 | 100 | 100,0 | 78,8 | 11,7 | 34,9 | 88,3 | 84,6 |
| | 2500 | 100 | 100,0 | 78,1 | 13,5 | 35,2 | 86,5 | 84,8 |
| | 3000 | 100 | 100,0 | 78,6 | 13,7 | 35,9 | 86,3 | 85,4 |
| | 3500 | 100 | 100,0 | 78,4 | 14,5 | 36,1 | 85,5 | 85,6 |
| | 4000 | 100 | 100,0 | 78,3 | 15,7 | 36,3 | 84,3 | 86,1 |
| II | 1000 | 150 | 100,0 | 78,2 | 11,0 | 33,6 | 89,0 | 83,7 |
| | 1500 | 150 | 100,0 | 78,4 | 11,7 | 33,7 | 88,3 | 84,3 |
| | 2000 | 150 | 100,0 | 78,6 | 12,2 | 34,0 | 87,8 | 84,8 |
| | 2500 | 150 | 100,0 | 78,2 | 13,8 | 34,4 | 86,2 | 85,2 |
| | 3000 | 150 | 100,0 | 78,5 | 14,8 | 34,8 | 85,2 | 86,1 |
| | 3500 | 150 | 100,0 | 78,3 | 15,9 | 35,3 | 84,1 | 86,4 |
| | 4000 | 150 | 100,0 | 78,1 | 16,7 | 35,9 | 83,3 | 86,8 |
| III | 1000 | 200 | 100,0 | 78,4 | 12,8 | 25,1 | 87,2 | 86,2 |
| | 1500 | 200 | 100,0 | 78,1 | 13,8 | 25,8 | 86,2 | 86,5 |
| | 2000 | 200 | 100,0 | 78,5 | 14,6 | 27,5 | 85,4 | 87,2 |
| | 2500 | 200 | 100,0 | 78,9 | 15,2 | 28,3 | 84,8 | 88,00 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 |
|------|------|-------|-------|------|------|------|------|-------|
| | 3000 | 200 | 100,0 | 78,6 | 17,3 | 29,2 | 82,7 | 88,90 |
| | 3500 | 200 | 100,0 | 78,3 | 18,0 | 29,5 | 82,0 | 89,00 |
| | 4000 | 200 | 100,0 | 78,5 | 18,4 | 29,7 | 81,6 | 89,5 |
| IV | 1000 | 250 | 100,0 | 78,2 | 13,7 | 22,7 | 86,3 | 87,0 |
| | 1500 | 250 | 100,0 | 78,3 | 14,2 | 23,7 | 85,8 | 87,4 |
| | 2000 | 250 | 100,0 | 78,1 | 15,4 | 24,1 | 84,9 | 87,9 |
| | 2500 | 250 | 100,0 | 78,5 | 16,1 | 24,5 | 83,9 | 88,9 |
| | 3000 | 250 | 100,0 | 78,4 | 17,6 | 24,8 | 82,2 | 90,0 |
| | 3500 | 250 | 100,0 | 78,1 | 18,6 | 25,1 | 81,4 | 90,2 |
| V | 4000 | 250 | 100,0 | 78,4 | 18,9 | 27,5 | 81,1 | 90,3 |
| | 1000 | 300 | 100,0 | 78,0 | 15,4 | 27,5 | 84,6 | 87,2 |
| | 1500 | 300 | 100,0 | 78,3 | 15,6 | 28,1 | 84,4 | 87,6 |
| | 2000 | 300 | 100,0 | 78,5 | 16,2 | 29,3 | 83,8 | 88,0 |
| | 2500 | 300 | 100,0 | 78,1 | 19,2 | 32,3 | 80,8 | 89,0 |
| | 3000 | 300 | 100,0 | 78,6 | 21,0 | 34,2 | 79,0 | 90,4 |
| | 3500 | 300 | 100,0 | 78,4 | 22,6 | 36,2 | 77,4 | 90,7 |
| 4000 | 300 | 100,0 | 78,2 | 24,5 | 38,4 | 75,5 | 91,1 | |

За результатами досліджень знайдено мінімальні витрати флотаційних реагентів, при яких досягається краща якість при максимальному виході. При витраті гасу – 3000 г/т та масла Т-66 – 250 г/т отримано вугільний концентрат із виходом 17,6 % та зольністю 24,8 %, вихід мінеральної частини золи склав 82,2 % із зольністю 90,0 %. При збільшенні витрати збирача до 3500 г/т, при цьому витрата спінювача залишилася постійною 250 г/т, вугільний концентрат отриманий з виходом 18,6% із зольністю 25,1%, зольність мінеральної частини склала 90,2% при виході 81,4 %.

Вважатимемо ці результати оптимальними. Мабуть, єдиним недоліком такого визначення витрат флотаційних реагентів у лабораторних умовах є те, що потрібно проводити безліч випробувань. Попередній теоретичний розрахунок, наприклад, оптимальної (або номінальної) кількості реагенту-збирача дозволив би скоротити безліч випробувань.

2.6 Математичне моделювання процесу флотації золи винесення на флотаційній машині ЕФМ

Для дослідження процесу флотації золи ТЕС використали метод планованого експерименту. Для отримання регресійної моделі процесу флотації було застосовано центральний композиційний ротатабельний план (ЦКРП) другого порядку для чотирьох факторів [70,71,72].

Якщо кривизна поверхні відгуку має велику величину, то дана поверхня не може бути адекватно описана регресійним рівнянням першого ступеня, тут необхідно застосувати багаточлен вищого порядку, наприклад ряд Тейлора, що містить квадратичні залежності. З цією метою використовують центральне композиційне планування експерименту (ЦКП). Фактори вибралися на підставі наших спостережень.

Фактори флотації можна поділити на дві категорії:

- Характерні для руди та некеровані збагачувальником;
- Піддаються управлінню та регулюванню.

Звичайно, ми розглядаємо фактори, які ми можемо впливати у флотаційному процесі. Кількість цих факторів велика, наприклад, густина пульпи, температура, величина рН, циркуляційне навантаження, час перебування пульпи у флотаційній камері і т.д. Вирішуючи статистичне завдання складно врахувати всі фактори одночасно, обчислення будуть надто громіздкими і важко здійсненними в реальних умовах.

Тому ми спиралися на результати, які ми отримали в результаті дослідження кінетики флотації (в розд. 2), і вибирали фактори, виходячи з наших спостережень [73,74]. Перші два фактори, які були обрані, це витрата флотаційних реагентів гасу q_k і спінювача Т-66 q_b , у флотомашині ЕФМ він виявився нижчим ніж у МФВ. Також слід враховувати наступний фактор - це час флотації t_f , у флотаційній машині ЕФМ він був менше на 30 с ніж у МФВ. Важливу роль процесі флотації грає ступінь аерації пульпи, крупність повітряних бульбашок в об'ємі пульпи. Під час проведення лабораторних

досліджень було встановлено, що у механічних флотомашин основна маса повітряних бульбашок коливається в межах крупності 2,04 мм. Очевидно, що для вугільних частинок певної крупності є бульбашки повітря найбільш оптимального розміру. Встановити цього в реальних умовах флотаційного процесу поки що не вдається.

Вважають, що зі збільшенням дисперсності повітряних бульбашок ефективність флотаційного процесу зростає. У флотомашині ЕФМ ми можемо впливати на ступінь аерації і крупність повітряних бульбашок за допомогою збільшення тиску пульпи на сопло аератора, тому як четвертий фактор ми вибрали тиск пульпи на форсунку аератора P . Фактори та межі їх варіювання наведені в табл. 2.7. Матриця дослідження наведена у табл. 2.8. Цільовою функцією є зольність пінного продукту - A^d . Для статистичної обробки даних складеної план-матриці використовувалися два методи: розрахунок згідно з методикою та для підтвердження достовірності отриманих даних використовувалася програма Statgraphics.

Таблиця 2.7 – Фактори, що впливають на якісні показники вугільного концентрату та їх межі

| Фактор | Код фактора | Одиниця виміру | Рівні факторів | | |
|--|-------------|----------------|----------------|------|------|
| | | | -1 | 0 | +1 |
| Тиск пульпи в живильному трубопроводі, p | X_1 | МПа | 0,2 | 0,3 | 0,5 |
| Витрата збирача (гас), q_k | X_2 | г/т | 2000 | 3000 | 4000 |
| Витрата спінювача (Т-66), q_e | X_3 | г/т | 200 | 250 | 300 |
| Час флотації, t_f | X_4 | сек | 150 | 180 | 210 |

Кількість дослідів при ЦКРП визначимо за формулою:

$$N = 2^n + 2n + n_0 \quad (2.6)$$

де 2^n – кількість дослідів, що утворюють повний факторний експеримент;

$2n$ – число т.зв. «зіркових» точок у факторному просторі; n_0 – дослідження у центрі планування, тобто у точці факторного простору.

Підставимо значення (2.6):

$$N = 2^4 + 2 \cdot 4 + 7 = 31$$

Визначимо основний рівень (центр плану):

$$Z_1^0 = \frac{0,40 + 0,20}{2} = 0,30; \quad Z_2^0 = \frac{4000 + 2000}{2} = 3000$$

$$Z_3^0 = \frac{300 + 200}{2} = 250; \quad Z_4^0 = \frac{210 + 150}{2} = 180$$

Визначимо інтервал варіювання:

$$\Delta Z_1^0 = \frac{0,40 - 0,20}{2} = 0,10; \quad \Delta Z_2^0 = \frac{4000 - 2000}{2} = 1000$$

$$\Delta Z_3^0 = \frac{300 - 200}{2} = 50; \quad \Delta Z_4^0 = \frac{210 - 150}{2} = 60$$

Рівняння полінома для 4 факторів 2-го ступеня має вигляд:

$$y = b_0 + b_1 X_1 + b_2 X_2 + b_3 X_3 + b_4 X_4 + b_{11} X_1^2 + b_{12} X_1 X_2 + b_{13} X_1 X_3 + b_{14} X_1 X_4 + b_{22} X_2^2 + b_{23} X_2 X_3 + b_{24} X_2 X_4 + b_{33} X_3^2 + b_{34} X_3 X_4 + b_{44} X_4^2 \quad (2.7)$$

Таблиця 2.8 – Матриця дослідження та результати флотації золи

| № п/п | Значення фактора у безрозмірному масштабі | | | | Значення фактора у натуральному масштабі | | | | Зольність A^d , % | Розрахункова зольність A^d , % |
|----------|--|----------|----------|----------|---|----------------|----------------|----------------|------------------------|--|
| | X_1 | X_2 | X_3 | X_4 | p , МПа | q_k , г/г | q_b , г/г | t_{ϕ} , с | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 |
| 1 | -1 | -1 | -1 | -1 | 0,15 | 2000 | 200 | 150 | 31,6 | 31,3 |
| 2 | -1 | -1 | -1 | 1 | 0,15 | 2000 | 200 | 210 | 33,4 | 33,6 |
| 3 | -1 | -1 | 1 | -1 | 0,15 | 2000 | 300 | 150 | 34,2 | 33,9 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 |
|----|----|----|----|----|------|------|-----|-----|------|-------|
| 4 | -1 | -1 | 1 | 1 | 0,15 | 2000 | 300 | 210 | 37,7 | 37,6 |
| 5 | -1 | 1 | -1 | -1 | 0,15 | 4000 | 200 | 150 | 32,5 | 32,7 |
| 6 | -1 | 1 | -1 | 1 | 0,15 | 4000 | 200 | 210 | 35,3 | 35,0 |
| 7 | -1 | 1 | 1 | -1 | 0,15 | 4000 | 300 | 150 | 38,9 | 39,1 |
| 8 | -1 | 1 | 1 | 1 | 0,15 | 4000 | 300 | 210 | 40,4 | 40,5 |
| 9 | 1 | -1 | -1 | -1 | 0,45 | 2000 | 200 | 150 | 29,5 | 29,4 |
| 10 | 1 | -1 | -1 | 1 | 0,45 | 2000 | 200 | 210 | 31,7 | 31,9 |
| 11 | 1 | -1 | 1 | -1 | 0,45 | 2000 | 300 | 150 | 41,1 | 41,3 |
| 12 | 1 | -1 | 1 | 1 | 0,45 | 2000 | 300 | 210 | 49,8 | 49,5 |
| 13 | 1 | 1 | -1 | -1 | 0,45 | 4000 | 200 | 150 | 31,6 | 31,4 |
| 14 | 1 | 1 | -1 | 1 | 0,45 | 4000 | 200 | 210 | 33,8 | 34,0 |
| 15 | 1 | 1 | 1 | -1 | 0,45 | 4000 | 300 | 150 | 44,9 | 44,7 |
| 16 | 1 | 1 | 1 | 1 | 0,45 | 4000 | 300 | 210 | 52,1 | 52,4 |
| 17 | -2 | 0 | 0 | 0 | 0,10 | 3000 | 250 | 180 | 33,1 | 32,9 |
| 18 | 2 | 0 | 0 | 0 | 0,50 | 3000 | 250 | 180 | 23,2 | 23,4 |
| 19 | 0 | -2 | 0 | 0 | 0,30 | 1000 | 250 | 180 | 30,2 | 30,3 |
| 20 | 0 | 2 | 0 | 0 | 0,30 | 5000 | 250 | 180 | 35,7 | 35,4 |
| 21 | 0 | 0 | -2 | 0 | 0,30 | 3000 | 150 | 180 | 34,8 | 34,5 |
| 22 | 0 | 0 | 2 | 0 | 0,30 | 3000 | 350 | 180 | 43,6 | 43,8 |
| 23 | 0 | 0 | 0 | -2 | 0,30 | 3000 | 250 | 120 | 20,6 | 20,3 |
| 24 | 0 | 0 | 0 | 2 | 0,30 | 3000 | 250 | 240 | 33,6 | 33,8 |
| 25 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0,30 | 3000 | 250 | 180 | 24,7 | 24,83 |
| 26 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0,30 | 3000 | 250 | 180 | 25,2 | 24,83 |
| 27 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0,30 | 3000 | 250 | 180 | 24,1 | 24,83 |
| 28 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0,30 | 3000 | 250 | 180 | 24,8 | 24,83 |
| 29 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0,30 | 3000 | 250 | 180 | 25,0 | 24,83 |
| 30 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0,30 | 3000 | 250 | 180 | 25,1 | 24,83 |
| 31 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0,30 | 3000 | 250 | 180 | 24,9 | 24,83 |

При ЦКРП для обчислення коефіцієнтів рівняння регресії та відповідних оцінок дисперсій знаходимо наступні константи С, В, А. Загальна кількість

дослідів $N = 31$, кількість дослідів у центрі плану $n_0 = 7$, кількість факторів $n = 4$. За формулами (5 –7) обчислюємо коефіцієнти С, В, А:

$$A = \frac{1}{2 \cdot B \cdot [(n + 2) \cdot B - n]} \quad (2.8)$$

$$B = \frac{n \cdot N}{(n + 2) \cdot (N - n_0)} \quad (2.9)$$

$$C = \frac{N}{N - n_0} \quad (2.10)$$

Підставимо значення в (2.8), (2.9), (2.10):

$$A = \frac{1}{2 \cdot 0,861 \cdot [(4 + 2) \cdot 0,861 - 4]} = \frac{1}{2,0078} = 0,498$$

$$B = \frac{2 \cdot 31}{(4 + 2) \cdot (31 - 7)} = \frac{124}{144} = 0,861$$

$$C = \frac{31}{31 - 7} = \frac{31}{24} = 1,29$$

На підставі результатів експерименту знаходимо суми за такими формулами:

$$S_0 = \sum_{j=1}^N y_i \quad (2.11)$$

$$S_i = \sum_{j=1}^N X_{ji} \cdot y_i \quad S_i = \sum_{j=1}^N X_{ji} y_i \quad (2.12)$$

$$S_{ik} = \sum_{j=1}^N X_{ji} \cdot X_{jk} \cdot y_i \quad (2.13)$$

$$S_{ii} = \sum_{j=1}^N X_{ji}^2 \cdot y_i \quad (2.14)$$

Значення сум, знайдені за формулами (2.11), (2.12), (2.13), (2.14) відповідно рівні:

$$S_0 = 1027,10; S_1 = 10,70; \quad S_2 = 31,50; S_3 = 97,30; \quad S_4 = 55,90; \quad S_1 S_2 = 0,10;$$

$$S_1 S_3 = 42,90; S_1 S_4 = 10,70; S_2 S_3 = 6,50; S_2 S_4 = -2,50; S_3 S_4 = 11,90; S_1^2 = 823,7;$$

$$S_2^2 = 862,10; S_3^2 = 912,10; S_4^2 = 815,30.$$

Формули для розрахунку коефіцієнтів регресійного рівняння мають вигляд:

$$b_0 = \frac{2 \cdot A \cdot B}{N} \left[S_0 \cdot B \cdot (n+2) - C \cdot \sum_{i=1}^n S_{ii} \right] \quad (2.15)$$

$$b_i = \frac{C \cdot S_i}{N} \quad (2.16)$$

$$b_{ik} = \frac{C^2 \cdot S_{ik}}{B \cdot N} \quad (2.17)$$

$$b_{ii} = \frac{A \cdot C}{N} \left\{ S_{ii} \cdot C \cdot [B \cdot (n+2) - n] + C \cdot (1-B) \cdot \sum_{i=1}^n S_{ii} - 2 \cdot B \cdot S_0 \right\} \quad (2.18)$$

Підставимо значення (2.15), (2.16), (2.17), (2.18):

$$b_0 = \frac{2 \cdot 0,498 \cdot 0,86}{31} \cdot \left[1027,10 \cdot 0,86 \cdot (4+2) - 1,29 \cdot \sum_{i=1}^4 (823,70 + 862,10 + 912,10 + 815,30) \right] = 24,83;$$

$$b_1 = \frac{1,29 \cdot 10,70}{31} = 0,45; \quad b_2 = \frac{1,29 \cdot 31,50}{31} = 1,31; \quad b_3 = \frac{1,29 \cdot 97,30}{31} = 4,05;$$

$$b_4 = \frac{1,29 \cdot 55,90}{31} = 2,33; \quad b_1 b_2 = \frac{1,29^2 \cdot 0,10}{0,86 \cdot 31} = 0,006; \quad b_1 b_3 = \frac{1,29^2 \cdot 42,9}{0,86 \cdot 31} = 2,68;$$

$$b_1 b_4 = \frac{1,29^2 \cdot 10,70}{0,86 \cdot 31} = 0,67; \quad b_2 b_3 = \frac{1,29^2 \cdot 6,50}{0,86 \cdot 31} = 0,41; \quad b_2 b_4 = \frac{1,29^2 \cdot (-2,50)}{0,86 \cdot 31} = -0,16;$$

$$b_3 b_4 = \frac{1,29^2 \cdot 11,90}{0,86 \cdot 31} = 0,74;$$

$$b_1^2 = \frac{0,498 \cdot 1,29}{31} \cdot \left\{ \begin{array}{l} 823,70 \cdot 1,29 \cdot [0,86 \cdot (4+2) - 4] + 1,29 \cdot (1-0,86) \cdot \\ \cdot \sum_{i=1}^4 (823,70 + 862,10 + 912,10 + 815,30) - 2 \cdot 0,86 \cdot 1027,10 \end{array} \right\} = 1,76;$$

$$b_2^2 = \frac{0,498 \cdot 1,29}{31} \cdot \left\{ \begin{array}{l} 862,10 \cdot 1,29 \cdot [0,86 \cdot (4+2) - 4] + 1,29 \cdot (1-0,86) \cdot \\ \cdot \sum_{i=1}^4 (823,70 + 862,10 + 912,10 + 815,30) - 2 \cdot 0,86 \cdot 1027,10 \end{array} \right\} = 2,96$$

$$b_3^2 = \frac{0,498 \cdot 1,29}{31} \cdot \left\{ \begin{array}{l} 912,10 \cdot 1,29 \cdot [0,86 \cdot (4+2) - 4] + 1,29 \cdot (1-0,86) \cdot \\ \cdot \sum_{i=1}^4 (823,70 + 862,10 + 912,10 + 815,30) - 2 \cdot 0,86 \cdot 1027,10 \end{array} \right\} = 4,52$$

$$b_4^2 = \frac{0,498 \cdot 1,29}{31} \cdot \left\{ \begin{array}{l} 815,30 \cdot 1,29 \cdot [0,86 \cdot (4+2) - 4] + 1,29 \cdot (1-0,86) \cdot \\ \cdot \sum_{i=1}^4 (823,70 + 862,10 + 912,10 + 815,30) - 2 \cdot 0,86 \cdot 1027,10 \end{array} \right\} = 1,50$$

Розрахуємо середнє арифметичне значення функції відгуку у центрі плану за результатами 7 дослідів:

$$y_0 = \frac{24,7 + 24,9 + 25,1 + 25,0 + 24,8 + 24,7 + 24,6}{7} = 24,83$$

Зробимо оцінку дисперсії відтворюваності, яку визначимо за такою формулою:

$$S_y^2 = \frac{\sum_{u=1}^{n_0} (y_u - y_0)^2}{n_0 - 1} \quad (2.19)$$

Підставимо значення в (2.19):

$$\begin{aligned} S_y^2 &= \frac{1}{4-1} \cdot (24,7 - 24,83)^2 + (24,9 - 24,83)^2 + (25,1 - 24,83)^2 + \\ &+ (25,0 - 24,83)^2 + (24,8 - 24,83)^2 + (24,7 - 24,83)^2 + (24,6 - 24,83)^2 = 0,032 \end{aligned}$$

Знаходимо оцінки дисперсій у визначенні коефіцієнтів регресійного рівняння за допомогою наступних формул:

$$S_{b_0}^2 = \frac{2 \cdot A \cdot B \cdot (n+2)}{N} \cdot S_y^2 \quad (2.20)$$

$$S_{b_i}^2 = \frac{S_y^2}{N - n_0} \quad (2.21)$$

$$S_{b_{ik}}^2 = \frac{C^2 \cdot S_y^2}{N} \quad (2.22)$$

$$S_{b_{ii}}^2 = \frac{A \cdot C^2 \cdot S_y^2}{N} \cdot [B \cdot (n+1) - (n-1)] \quad (2.23)$$

Підставляємо відповідні значення в (2.20), (2.21), (2.22), (2.23):

$$S_{b_0}^2 = \frac{2 \cdot 0,498 \cdot 0,86 \cdot (4+2)}{31} \cdot 0,032 = 0,0054$$

$$S_{S_1}^2 = S_{S_2}^2 = S_{S_3}^2 = S_{S_4}^2 = \frac{0,032}{31-7} = 0,0013$$

$$S_{S_1 S_2}^2 = S_{S_1 S_3}^2 = S_{S_1 S_4}^2 = S_{S_2 S_3}^2 = S_{S_2 S_4}^2 = \frac{1,29 \cdot 0,032}{31} = 0,0017$$

$$S_{S_1}^2 = S_{S_2}^2 = S_{S_3}^2 = S_{S_4}^2 = \frac{0,498 \cdot 1,29^2 \cdot 0,032}{31} \cdot [1,29 \cdot (4+1) - (4-1)] = 0,0011$$

Значимість розрахованих коефіцієнтів встановлюємо відповідно до критерію Стюдента:

$$t_p = \frac{|b_i|}{\sqrt{S_{b_i}}} \quad (2.24)$$

Підставимо відповідні значення в (2.24):

$$\begin{aligned}
t_p^{b_0} &= \frac{|24,83|}{\sqrt{0,0054}} = 338,75; \quad t_p^{b_1} = \frac{|0,45|}{\sqrt{0,0013}} = 12,14; \quad t_p^{b_2} = \frac{|1,31|}{\sqrt{0,0013}} = 35,73; \\
t_p^{b_3} &= \frac{|4,05|}{\sqrt{0,0013}} = 110,37; \quad t_p^{b_4} = \frac{|2,33|}{\sqrt{0,0013}} = 63,41; \quad t_p^{b_1 b_2} = \frac{|0,006|}{\sqrt{0,0017}} = 0,15; \\
t_p^{b_1 b_3} &= \frac{|2,68|}{\sqrt{0,0017}} = 64,23; \quad t_p^{b_1 b_4} = \frac{|0,67|}{\sqrt{0,0017}} = 16,02; \quad t_p^{b_2 b_3} = \frac{|0,41|}{\sqrt{0,0017}} = 9,73; \\
t_p^{b_2 b_4} &= \frac{|-0,16|}{\sqrt{0,0017}} = 3,74; \quad t_p^{b_3 b_4} = \frac{|0,74|}{\sqrt{0,0017}} = 17,82; \quad t_p^{b_1^2} = \frac{|1,76|}{\sqrt{0,0011}} = 52,20; \\
t_p^{b_2^3} &= \frac{|2,96|}{\sqrt{0,0011}} = 87,86; \quad t_p^{b_3^2} = \frac{|4,52|}{\sqrt{0,0011}} = 134,29; \quad t_p^{b_4^2} = \frac{|1,50|}{\sqrt{0,0011}} = 44,39.
\end{aligned}$$

Обчисливши коефіцієнти рівняння регресії, з допомогою t -критерію Стьюдента визначимо значимість отриманих коефіцієнтів. Після цього, виключивши з рівняння незначні коефіцієнти, отримаємо математичну модель.

Оцінка дисперсії відтворюваності пов'язана з числом ступенів свободи:

$$f = n_0 - 1 \quad (2.25)$$

Підставимо значення в (2.25):

$$f = 7 - 1 = 6$$

Коефіцієнт значимий, якщо виконується умова $t_p \geq t_{cm}$. Тут t_{cm} значення критерію Стьюдента, взяте із таблиці табл. 2.9 [75] при ступені свободи $f = 6$. Значення критерію Стьюдента для $f = 6$ складає $t_{cm} = 2,45$, при $\alpha = 0,05$ (рівень значущості).

Таблиця 2.9 – Критерій Стьюдента f [72]

| Число ступенів свободи | Рівень значущості, α | | |
|---------------------------|-----------------------------|-------|-------|
| | 0,10 | 0,05 | 0,01 |
| 1 | 6,31 | 12,70 | 63,70 |
| 2 | 2,92 | 4,30 | 9,92 |
| 3 | 2,35 | 3,18 | 5,84 |
| 4 | 2,13 | 2,78 | 4,60 |
| 5 | 2,01 | 2,57 | 4,03 |
| 6 | 1,94 | 2,45 | 3,71 |
| 7 | 1,89 | 2,36 | 3,50 |

Порівняння кожного з розрахункових значень критерію Стьюдента з табличним ($t_{cm}=2,45$) показало, що умова $t_p \geq t_{cm}$, виконується для всіх коефіцієнтів, за винятком коефіцієнта $b_1b_2(t_{cm} \leq t_p)$. Це свідчить про малу значимість даного коефіцієнта, отже, рівняння регресії можна представити у наступному вигляді:

$$y = 24,83 + 0,45X_1 + 1,31X_2 + 4,05X_3 + 2,33X_4 + 1,76X_1^2 + 2,68X_1X_3 + 0,67X_1X_4 + 2,96X_2^2 + 0,41X_2X_3 - 0,16X_2X_4 + 4,52X_3^2 + 0,74X_3X_4 + 1,5X_4^2 \quad (2.26)$$

Розрахункові показники функції відгуку див. у табл. 2.8. Адекватність отриманої моделі встановимо за допомогою критерію Фішера за формулою:

$$F_p = \frac{S_{ad}^2}{S_y^2} \quad (2.27)$$

де S_{ad}^2 – оцінка дисперсії адекватності, що визначається за формулою (2.28):

$$S_{ad}^2 = \frac{\sum_{j=1}^N (y_j^3 - y_j^p)^2 - S_y^2 \cdot (n_0 - 1)}{N - \frac{(n+2) \cdot (n+1)}{2} - (n_0 - 1)} \quad (2.28)$$

Підставимо відповідні значення в (2.28):

$$S_{ad}^2 = \frac{\sum_{j=1}^N (y_j^e - y_j^p)^2 - 0,032 \cdot (7-1)}{31 - \frac{(4+2) \cdot (4+1)}{2} - (7-1)} = 0,052$$

де y_j^e, y_j^p - експериментальне та розрахункове значення функції відгуку, отримані в j -том дослідженні.

Оцінка дисперсії адекватності пов'язана з числом ступенів волі:

$$f = N - \frac{(n+2) \cdot (n+1)}{2} - (n_0 - 1) \quad (2.29)$$

Підставимо значення в (2.29):

$$f = 31 - \frac{(4+2) \cdot (4+1)}{2} - (7-1) = 10$$

Рівняння регресії адекватно визначає результати експерименту, якщо виконується умова:

$$F_p < F_T$$

де F_T – табличне значення критерію Фішера для прийнятого рівня значущості p та числа ступенів свободи чисельника f_1 та знаменника f_2 . Табличне значення критерію Фішера візьмемо з табл. 2.10 [76]

Таблиця 2.10 – Критерій Фішера [76]

| | f_1 | | | | |
|-------|--------|--------|--------|--------|--------|
| f_2 | 1 | 2 | 3 | 6 | 7 |
| 1 | 161,45 | 199,50 | 215,58 | 233,99 | 236,77 |
| 5 | 6,61 | 5,79 | 5,41 | 4,95 | 4,88 |
| 10 | 4,9 | 4,10 | 3,71 | 3,22 | 3,14 |

Обчислимо розрахунковий коефіцієнт Фішера, підставим отримані значення S_y^2 та S_{ad}^2 в формулу (2.27):

$$F_p = \frac{S_{ad}^2}{S_y^2} = \frac{0,052}{0,032} = 1,625$$

Табличне значення критерію Фішера при рівні значущості $p=0,05$ та числі ступенів свободи чисельника $f_1 = 6$ та знаменника $f_2 = 10$ (по табл. 2.9) $F_T = 3,22$. Порівняння розрахункового значення критерію Фішера та табличного показує, що умова $F_p < F_T$ виконується та рівняння регресії адекватно експериментальним даним.

Для підтвердження отриманих результатів було прийнято рішення використати статистичний пакет Statgraphics [77]. Ця програма включає понад 250 статистичних процедур, різноманітну графіку та перетворення даних. Атрибути планування поверхні відгуку:

- Клас планування: поверхня відгуку
- Центральний композиційний план: $N_{ПФЕ} = 16$ + зіркові точки $N_\alpha = 8$ + центральні точки $N_0 = 7$
- Характеристика дизайну: ротатабельний

До бази планування було включено:

- Кількість експериментальних факторів: 4
- Кількість блоків: 1
- Кількість дослідів: 31, у тому числі 7 центральних на блок

Запустивши функцію аналізу, ми отримали коефіцієнти регресійної моделі процесу флотації золи на флотаційній машині ЕФМ.

За результатами дослідження отримано регресійну модель, яка має вигляд:

$$y = 24,83 + 0,45X_1 + 1,31X_2 + 4,05X_3 + 2,33X_4 + 1,76X_1^2 + 2,68X_1X_3 + \quad (2.30)$$

$$+ 0,67X_1X_4 + 2,96X_2^2 + 0,41X_2X_3 - 0,16X_2X_4 + 4,52X_3^2 + 0,74X_3X_4 + 1,5X_4^2$$

де A^d – зольність пінного продукту, %; X_1, X_2, X_3, X_4 – коди факторів, наведені у табл. 2.7.

Регресійна модель цілком збігається з отриманими результатами. Коефіцієнт детермінації склав $R^2=98,3\%$ що є досить високим значенням,

стандартна помилка оцінки прийняла мінімальне значення $S_E = 0,2459$. Ці цифри свідчать про адекватність отриманої моделі флотації золи винесення ТЕС. На рис. 2.18 показаний графік, згідно з яким можна вибрати статистично значущі коефіцієнти (величини, значення яких розташовуються праворуч від вертикальної жирної лінії).

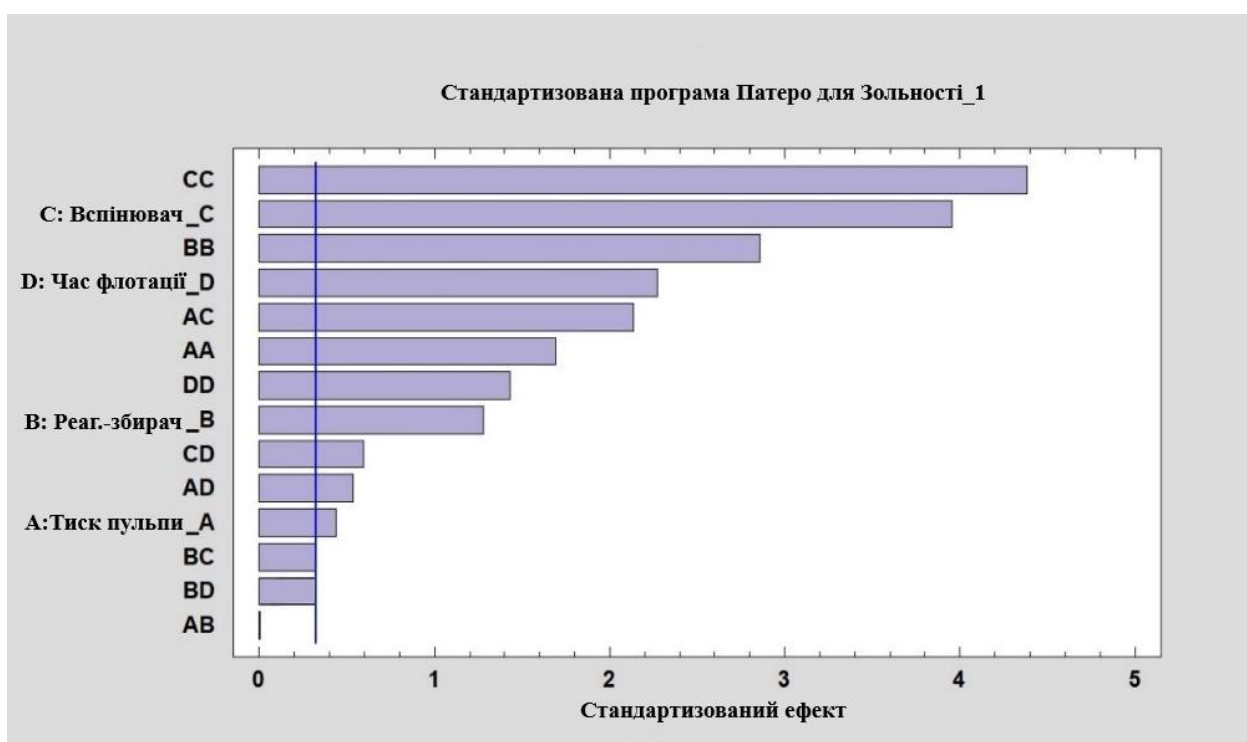


Рисунок 2.18 – Патеро-графік значимості коефіцієнтів регресії

Даний графік показує, наскільки впливають фактори та їх поєднання на зольність пінного продукту A^d . Проведена вертикаль відповідає 95% значущості коефіцієнтів. На рис. 2.19 представлені тривимірні перерізи гіперповерхні функції відгуку A^d . Координати мінімальних точок відповідають оптимальним значенням відповідних факторів.

Очевидно, що у тривимірних графіках одна змінна залежить від двох інших, а дві інші змінні не залежать. Так, у нашому випадку змінною величиною, яка залежить є зольність вугільного концентрату, а незалежними змінними є такі 4 величини: тиск пульпи P , дозування збирача q_k , спінювача q_b та час флотації t_ϕ .

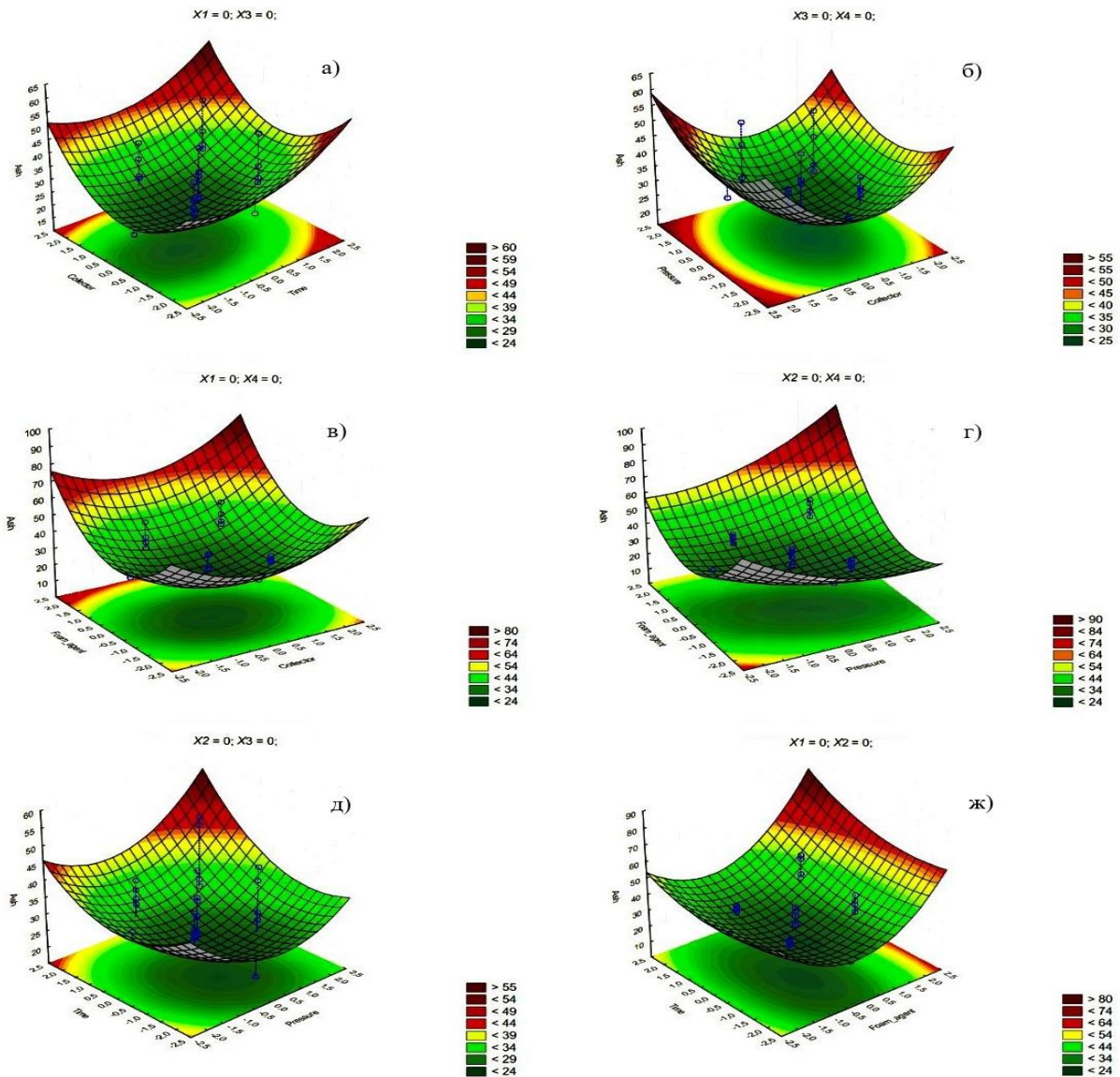


Рисунок 2.19 – Тривимірна зміна функції відгуку в залежності від рівня факторів: а) $A^d(q_k, t_\phi)$; б) $A^d(p, q_k)$; в) $A^d(q_\phi, q_k)$; г) $A^d(q_\phi, p)$; д) $A^d(t_\phi, p)$; ж) $A^d(t_\phi, q_\phi)$

На графіку рис. 2.19 а) $A^d(q_k, t_\phi)$, при спільному варіюванні рівня факторів $\pm 0,5$ дозування збирача q_k та часу флоатації t_ϕ зольність вугільного концентрату змінюється в межах 25–28%, якщо ж збільшити крок варіювання рівнів даних факторів $\pm 1,0$ то максимальна зольність пінного продукту набуває значення 35%, що є досить високим показником, при значенні кроку рівня 2,5 двох факторів то зольність набуває максимальних значень до 65,0%.

На графіку рис. 2.19 б) $A^d(p, q_k)$ бачимо що при спільному варіюванні рівня $\pm 0,5$ факторів тиску пульпи P та дозування збирача q_k істотно впливає на зольність концентрату в межах до 35,0%. Навіть невелика зміна цих факторів

викликає значне збільшення зольності, регулювання даних параметрів необхідно змінювати з найменшим інтервалом.

На графіку рис. 2.19 в) $A^d(q_6, q_k)$ при спільній зміні рівнів факторів дозування збирача q_k та спінювача q_6 навіть у великих межах від -1,0 до +1,0 ми спостерігаємо незначне коливання зольності вугільного концентрату, в межах від 25,0% до 31,0 %.

На графіку рис. 2.19 г) $A^d(q_6, p)$ спільна зміна рівнів факторів дозування спінювача q_6 та тиску пульпи P від -1,0 до +1,0 не суттєво впливає на зольність концентрату, яка знаходиться в межах 27,0 %.

На графіку рис. 2.19 д) $A^d(t_\phi, p)$ бачимо, що тиск пульпи P та час флотації t_ϕ чинять спільний вплив на значення функції відгуку. Так при рівні значень даних факторів від -0,5 до +0,5 зольність концентрату коливається від 25,0 до 29,0%.

На графіку рис. 2.19 ж) $A^d(t_\phi, q_6)$ спостерігаємо що спільна зміна рівнів факторів дозування спінювача q_6 та час флотації t_ϕ від -0,5 до +0,5 викликає зміну функції відгуку від 25,0% до 30,0%.

Окремо варто виділити те, що при збільшенні часу флотації, тобто при збільшенні рівня варювання зольність вугільного концентрату зростає. Це вказує на вміст дрібних частинок (алюмосилікатів) у пульпі, які зі збільшенням часу флотації виносяться у пінний продукт. Тому необхідно вилучати вугільний концентрат з найменшою витратою часу.

Проаналізувавши вищезгадані графіки рис. 2.19 можна зробити висновок про те, що кожен з факторів і різні їх поєднання окремо відіграють деяку роль у мінливості функції відгуку (зольності вугільного концентрату) і коли кожен з факторів або їх поєднання займають оптимальний рівень варювання, то ми наближаємося до мінімального значення функції відгуку. І щоб дізнатися ці оптимальні значення рівнів факторів ми і звернулися до основних принципів планування експерименту, а саме використовуючи центральний композиційний ротатбельний план другого порядку для чотирьох факторів.

2.7 Розробка математичної моделі обчислення очікуваних показників збагачення ЗШВ ТЕС

Залежно від реакційної здатності вугільного палива, його мінерального складу, параметрів топкового процесу вміст компонентів у золі винесення ТЕС, що утворюється, змінюється в широких межах. Так, коливання вмісту незгорілих частинок вугілля в золах ТЕС становить 5–20% протягом кількох годин. [78].

Середня зольність золи винесення ТЕС становить $\overline{A_{II}^d} = 0,7$. Величина подрібнення частинок палива складає $P(d \leq 50 \text{ мкм}) = 0,9$. Розмір незгорілої органічної маси становить більшою частиною менше 50 мкм. Визначимо середню крупність подрібнення.

Параметри помелу говорять про те, що при такому тонкому подрібненні розподіл частинок по крупності можна охарактеризувати розподілом Пуассона (диференційна функція):

$$f(d) = \frac{1}{\bar{d}} \cdot \exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right) \quad (2.31)$$

де \bar{d} – середня крупність подрібнення (параметр розподілу).

Оскільки задано інтегральне значення крупності подрібнення, то запишемо інтегральний вираз закону як:

$$0,9 = 1 - \exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right) \quad (2.32)$$

Звідки, вирішуючи його щодо середньої крупності подрібнення, маємо:

$$\bar{d} = \frac{-0,9}{\ln 0,1} = 39,1$$

Тобто середня крупність подрібнення становить 39,1 мкм.

Тоді диференціальна функція має вигляд:

$$f(d) = \frac{1}{39,1} \cdot \exp\left(-\frac{d}{39,1}\right)$$

Для розрахунків очікуваних показників збагачення необхідні показники розкриття при подрібненні та сепараційні характеристики при розділенні [79,80].

В роботі [81] сформульовано теоретичні припущення та виконано математичні співвідношення для обчислення параметрів розкриття: відкритих рудних ($P_{PЗ}$) та нерудних ($P_{НЗ}$) зерен, багатих (P_{PC}) та бідних (P_{HC}) зростків. У нашому випадку цінний компонент також є вкрапленим, який можна охарактеризувати середньою крупністю вкраплення $\overline{d_{BK}}$. Щодо багатих та бідних зростків можна сказати таке. Так як функція збагачуваності представляється чотирма складовими, то крива набуває вигляду ламаної лінії. (рис. 2.20).

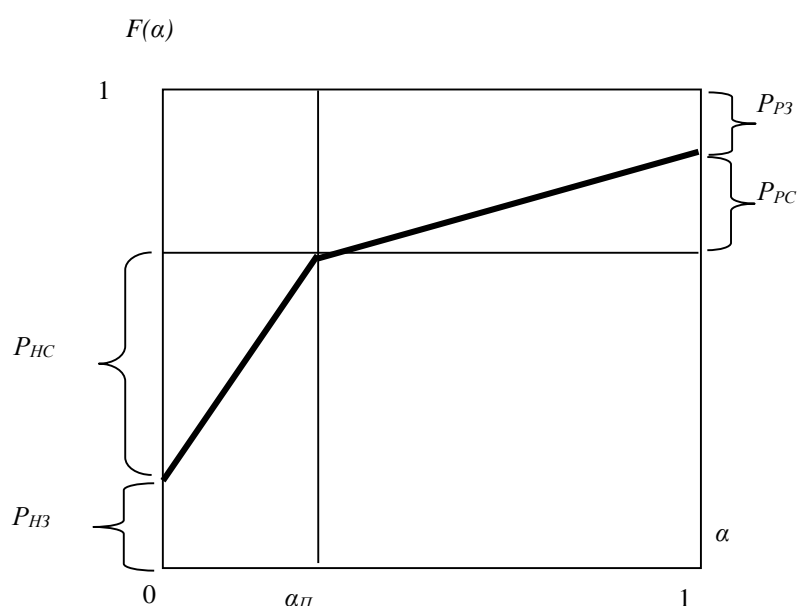


Рисунок 2.20 – Розподіл зростків після подрібнення

Кількість відкритих рудних зерен ($P_{PЗ}$) та багатих зростків (P_{PC}) визначається з виразу:

$$P_{PЗ} = \alpha_{II} \cdot \int_0^{d_{BK}} \left(1 - \frac{d}{d_{BK}}\right) \cdot f(d) \delta d \quad (2.33)$$

$$P_{PC} = \alpha_{II} \cdot \left(\int_0^{d_{BK}} \frac{d}{d_{BK}} \cdot f(d) \delta d + \int_{d_{BK}}^{\infty} f(d) \delta d \right) \quad (2.34)$$

Дані інтегральні залежності є табличними і після взяття інтегралів отримуємо:

$$P_{PC} = \alpha_{II} \cdot \left\{ \frac{\bar{d}}{d_{BK}} \cdot \left(1 - \exp\left(-\frac{d_{BK}}{d}\right) \cdot \left(1 + \frac{d_{BK}}{d}\right) \right) + \exp\left(-\frac{d_{BK}}{d}\right) \right\} \quad (2.35)$$

$$P_{P3} = \alpha_{II} \cdot \frac{\bar{d}}{d_{BK}} \cdot \left(1 - \left(1 + \frac{d_{BK}}{d} \right) \cdot \exp\left(-\frac{d_{BK}}{d}\right) \right) \quad (2.36)$$

Для отримання функції розподілу зростків потрібна її початкова координата P_{H3} , яку визначаємо відповідно до виразу:

$$P_{H3} = (1 - \alpha_{II}) \cdot \int_0^{r_{BK}} \left(1 - \frac{d}{r_{BK}} \right) \cdot f(d) \delta d \quad (2.37)$$

де r_{BK} – середня відстань між зернами вкраплення

$$r_{BK} = d_{BK} \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{\alpha_{II}}} - 1 \right) \quad (2.38)$$

Рівняння (2.37) після виконання інтегрування перетворюється на вигляд:

$$P_{H3} = \frac{(1 - \alpha_{II}) \cdot \bar{d}}{r_{BK}} \cdot \left(1 - \left(1 + \frac{r_{BK}}{d} \right) \cdot \exp\left(-\frac{r_{BK}}{d}\right) \right) \quad (2.39)$$

Кількість породних зростків визначається з виразу:

$$P_{HC} = 1 - P_{P3} - P_{PC} - P_{H3} \quad (2.40)$$

Як впливає з рис. 2.20 злам функції відбувається в точці середнього вмісту цінного мінералу α_{II} , а багата фракція доповнює вміст відкритої рудної фракції до значення цього середнього вмісту. У свою чергу, вміст бідної фракції доповнює кількість відкритих породних зростків до показника $1 - \alpha_{II}$. Таким чином, щоб ідентифікувати функцію розкриття, достатньо знати три її показники: α_{II} , P_{P3} , P_{H3} .

З погляду статистики необхідно криву збагачуваності уявити в природному вигляді – незростаюча функція. Багата фракція в такому разі природно починатиметься з нульового значення координат.

Але оскільки вугільна фракція ніколи не має нульової зольності (завжди при згорянні твердого палива залишається в кращому випадку попіл), тому початок ламаної збагачуваності буде починатися з точки з мінімальною зольністю вугільної фракції – A_{MIN}^d . Для обчислення параметрів розкриття

вугілля із золи ТЕС необхідно користуватися поняттям середньої зольності замість середнього вмісту цінного мінералу. Виконаємо таку заміну.

Чим вище зольність, тим більше вміст відкритої нерудної фази та бідних зростків, тобто відбувається збільшення $P_{HЗ}$. Також, чим вища зольність, тим більша відстань між зернами вкраплення вугільних включень – r_{BK} , тобто також йде збільшення $P_{HЗ}$. В результаті, досить замість різниці $1-\alpha_{II}$ прийняти зольність – A_{II}^d , і вираз кількості породної фази перетворюється в вигляд:

$$P_{HЗ} = \frac{A_{II}^d \cdot \bar{d}}{r_{BK}} \cdot \left(1 - \left(1 + \frac{r_{BK}}{\bar{d}} \right) \cdot \exp\left(-\frac{r_{BK}}{\bar{d}}\right) \right) \quad (2.41)$$

$$\text{где } r_{BK} = d_{BK} \cdot \left(3 \sqrt{\frac{0,65}{1 - A_{II}^d}} - 1 \right) \quad (2.42)$$

А для визначення показників вмісту багаті фракції прийняти величину:

$$\alpha_{II} = 1 - A_{II}^d.$$

В цьому випадку:

$$P_{PЗ} = \left(1 - A_{II}^d \right) \cdot \frac{\bar{d}}{d_{BK}} \cdot \left(1 - \left(1 + \frac{d_{BK}}{\bar{d}} \right) \cdot \exp\left(-\frac{d_{BK}}{\bar{d}}\right) \right) \quad (2.43)$$

Тоді функція розподілу зростків золи перетворюється на вид, показаному на рис. 2.21. Визначимо функцію розподілу зростків за умови, що $d_{BK} = 0,05$ мм, $\bar{A}_{II}^d = 0,7$.

Розрахункове співвідношення кількості розкритих вугільних частинок приймемо в дискретній формі:

$$P_{PЗ} = \left(1 - A_{II}^d \right) \cdot \sum_0^{d_{BK}} \left(1 - \frac{d}{d_{BK}} \right) \cdot \Delta F(d) \quad (2.44)$$

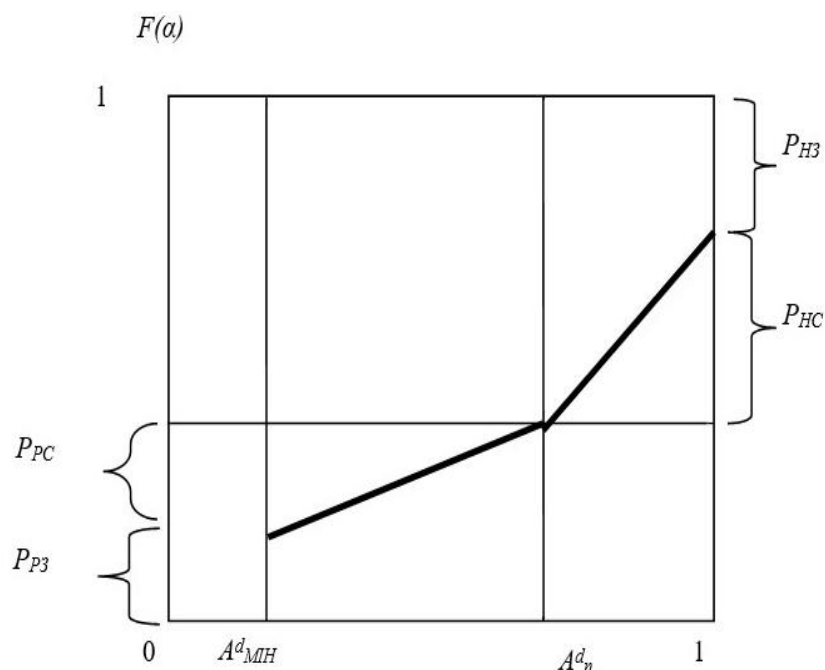


Рисунок 2.21 – Розподіл фракцій золи

Відстань між двома вкрапленнями визначається із виразу (2.42):

$$r_{BK} = d_{BK} \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{1 - A_{II}^d}} - 1 \right) = 0,05 \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{1 - 0,7}} - 1 \right) = 0,014$$

Як бачимо, відстань між двома вкрапленнями складає $r_{BK} = 0,014$ мм. Аналогічно у дискретній формі запишемо співвідношення для розрахунку кількості розкритих породних частинок:

$$P_{H3} = A_{II}^d \cdot \sum_0^{r_{BK}} \left(1 - \frac{d}{r_{BK}} \right) \cdot \Delta F(d) \quad (2.45)$$

Результати розрахунку розкритих зерен вугілля наведено у табл. 2.11 а відкритих породних зерен в табл. 2.12. Для зручності наведені проміжні обчислення.

Таблиця 2.3 – Розрахунок розкриття золи (відкриті зерна вугілля)

| Вузькі класи крупності, мм | Середній розмір частинок, d , мм | Диференційна функція розподілу частинок, $\Delta F(d)$ | $1 - \frac{d}{r_{BK}}$ | Кількість частинок за класом крупності |
|----------------------------------|---|---|------------------------|---|
| 0 – 0,005 | 0,0025 | 0,1782 | 0,95 | 0,0508 |
| 0,005 – 0,015 | 0,01 | 0,1471 | 0,80 | 0,0353 |
| 0,015 – 0,025 | 0,02 | 0,1139 | 0,60 | 0,0205 |
| 0,025 – 0,035 | 0,03 | 0,0882 | 0,40 | 0,0106 |
| 0,035 – 0,055 | 0,045 | 0,0 | 0,10 | 0,0 |
| Усього | | | | 0,1172 |

Як бачимо з результату розрахунку загальна кількість відкритих зерен вугілля дорівнює $P_{P3} = 0,1172$.

Таблиця 2.4 - Розрахунок розкриття золи (відкриті зерна породи)

| Вузькі класи крупності, мм | Середній розмір частинок, d , мм | Диференційна функція розподілу частинок, $\Delta F(d)$ | $1 - \frac{d}{r_{BK}}$ | Кількість частинок за класом крупності |
|----------------------------------|---|---|------------------------|---|
| 0 – 0,005 | 0,0025 | 0,178 | 0,875 | 0,1092 |
| 0,005 – 0,01 | 0,0075 | 0,157 | 0,625 | 0,0686 |
| 0,01 – 0,015 | 0,0125 | 0,138 | 0,375 | 0,0362 |
| 0,015 – 0,020 | 0,0175 | 0,121 | 0,125 | 0,0106 |
| Усього | | | | 0,2246 |

Загальна кількість відкритих породних зерен дорівнює $P_{H3} = 0,2246$. Розрахована функція розподілу зростків представлена табл. 2.13.

Таблиця 2.5 – Розрахункова функція розподілу частинок по зольності

| | | | | | | |
|-----------------|------|------|------|------|------|------|
| A , зольність | 0,1 | 0,3 | 0,5 | 0,7 | 0,9 | 1,0 |
| $F(A)$ | 0,12 | 0,2 | 0,29 | 0,48 | 0,78 | 1,0 |
| $\Delta F(A)$ | 0,12 | 0,08 | 0,09 | 0,19 | 0,3 | 0,22 |

Таким чином, знайдено залежності, що дозволяють обчислювати показники розкриття вугільної фракції у золі винесення ТЕС.

Тепер приступимо до розрахунку показників збагачення у схемі флотації з рециклом на флотаційній машині ЕФМ (рис. 2.22), за умови, що сепараційні характеристики операцій відомі.



Рисунок 2.22 – Принципова схема роботи ежекторної флотаційної машини ЕФМ з рециклом

Сепараційна характеристика показує з якою ймовірністю P вилучається частинка у збагачений продукт при заданому вмісті корисного компонента. Цю схему флотації можна представити технологічною схемою, що має основну та контрольну операцію (рис. 2.23).

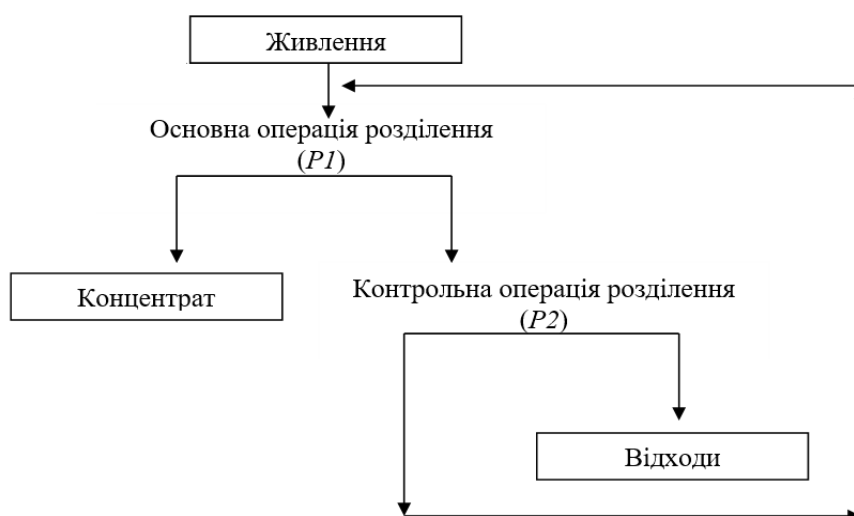


Рисунок 2.23 – Технологічна схема з двома операціями розділення (схема 1)

Якщо відомі сепараційні характеристики операцій, то сепараційна характеристика схеми визначиться із виразу [82,83]:

$$P_{C1} = \frac{P_1}{1 - P_2 \cdot (1 - P_1)} \quad (2.46)$$

де – P_1 , P_2 сепараційні характеристики операцій схеми.

Відомо, що послідовне з'єднання технологічних апаратів посилює вихідні якісні показники, тому спробуємо оцінити показники розділення для з'єднання трьох та чотирьох операцій збагачення, тобто використовуючи контрольну та перечистну операцію (рис. 2.24) та одну контрольну та дві перечистні (рис. 2.25).

Сепараційні характеристики контрольних та перечистних операцій приймемо рівними.

Сепараційна характеристика схеми з трьома операціями розділення (рис. 2.24) має вигляд:

$$P_{C2} = \frac{P_1 \cdot P_3}{1 - P_2 \cdot (1 - P_1) - P_1 \cdot (1 - P_3)} \quad (2.47)$$

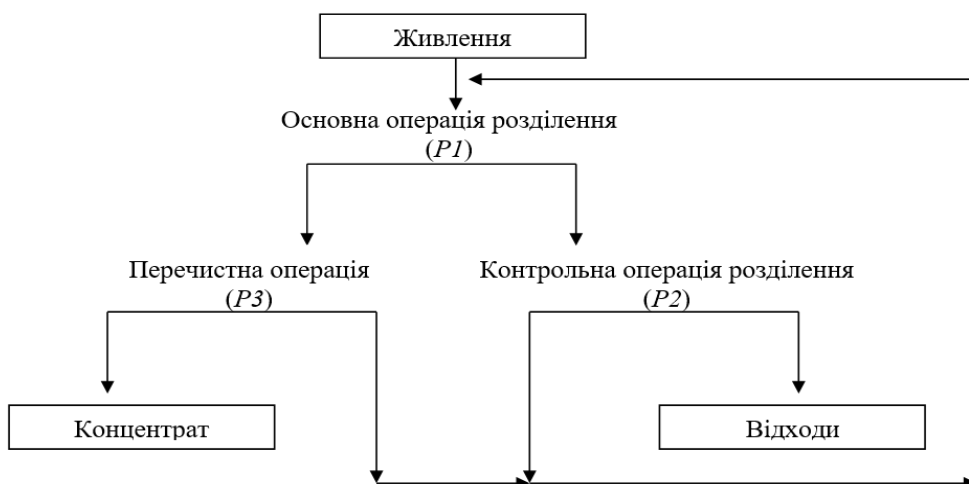


Рисунок 2.24 – Технологічна схема з трьома операціями розділення (схема 2)

Сепараційна характеристика схеми із чотирма операціями розділення (рис. 2.25) має вигляд:

$$P_{C3} = \frac{P_1 \cdot P_3 \cdot P_4}{1 - P_2 \cdot (1 - P_1) - P_1 \cdot (1 - P_3) - P_1 \cdot P_3 \cdot (1 - P_4)} \quad (2.48)$$

Результати розрахунку сепараційних характеристик наведено у табл. 2.14.

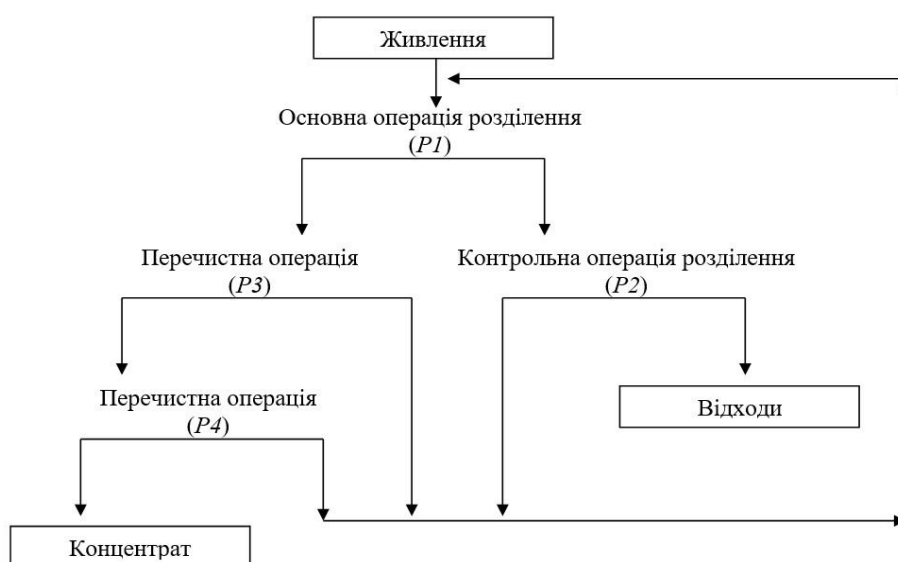


Рисунок 2.25 – Технологічна схема з чотирма операціями розділення (схема 3)

Таблиця 2.14 – Показники розрахунку сепараційних характеристик технологічних схем

| Вміст золи, A | Сепараційні характеристики | | | | |
|--------------------|-------------------------------|----------------------------------|---|--|---|
| | Основна операція (P_1) | Контрольна операція (P_2) | Схема із двома операціями (P_{C1}) | Схема із трьома операціями (P_{C2}) | Схема із чотирма операціями (P_{C3}) |
| 0,10 | 0,82 | 0,90 | 0,9785 | 0,9762 | 0,9736 |
| 0,30 | 0,77 | 0,85 | 0,9571 | 0,9499 | 0,9416 |
| 0,50 | 0,55 | 0,40 | 0,6707 | 0,4490 | 0,2458 |
| 0,70 | 0,4 | 0,12 | 0,4310 | 0,0833 | 0,0108 |
| 0,90 | 0,25 | 0,05 | 0,2597 | 0,0172 | 0,0009 |
| 1,00 | 0,17 | 0,02 | 0,1729 | 0,0042 | 0,0001 |

Показники розділення визначимо з наведених нижче співвідношень [82], і зведемо у табл. 2.15.

$$\gamma = \sum_{A^d=0}^{A^d=1} P(A^d) \cdot \Delta F(A^d) \quad (2.49)$$

$$A_{II}^d = \frac{1}{\gamma} \cdot \sum_{A^d=0}^{A^d=1} A^d \cdot P(A^d) \cdot \Delta F(A^d) \quad (2.50)$$

$$A_K^d = \frac{1}{1-\gamma} \cdot \sum_{A^d=0}^{A^d=1} A^d \cdot (1-P(A^d)) \cdot \Delta F(A^d) \quad (2.51)$$

Таблиця 2.15 – Результати розрахунку показників збагачення

| Схема збагачення | Показники збагачення | | | |
|------------------|----------------------|-----------|---------|-----------|
| | Концентрат | | Відходи | |
| | Вихід | Зольність | Вихід | Зольність |
| Схема 1 | 0,4522 | 0,50947 | 0,5478 | 0,8646 |
| Схема 2 | 0,2555 | 0,27937 | 0,7445 | 0,8497 |
| Схема 3 | 0,2166 | 0,21713 | 0,7834 | 0,8386 |

Як бачимо, застосовуючи схему флотації з рециклом (рис 2.23), можна отримати 45,2% концентрату із зольністю 50,9 %. Застосування однієї перечистної операції (рис 2.24) дозволяє знизити зольність концентрату до 27,9% з виходом 25,5%, а двох (рис 2.25) до кондиційного значення зольності концентрату менше 25,0% і становить 21,7% при виході концентрату 21,7%.

2.8 Складання флотаційної схеми для вилучення паливної маси із ЗШВ

Послідовне з'єднання апаратів з рециклом істотно змінює показники збагачення, автором даної роботи показано, що найкращі результати поділу досягаються при використанні трьох перечисток та однієї контрольної операції. Щоб підтвердити достовірність теоретичних висновків, були проведені лабораторні випробування з використанням декількох перечисток та контрольної флотації. Флотаційна схема відпрацьовувалася з використанням флотаційної машини ЕФМ. Враховувалися такі фактори як тиск пульпи, вміст твердого в операціях флотації який коливався в межах 23,4-23,65 %, рН пульпи 6-7. Основна флотація здійснювалася при витраті реагенту-збирача 3000 г/т, спінювача 250 г/т (контактування 4 хв, час флотації 3 хв). В I перечистній флотації витрата реагентів складала гасу 400 г/т, спінювача Т-66 70 г/т (контактування 3 хв, час флотації 2,5 хв); у II перечистній флотації витрата гасу складала 300 г/т, спінювача 50 г/т (контактування 3 хв, час флотації 2,5 хв); у

контрольній флотації витрата гасу складає 600 г/т, спінювача 80 г/т (контактування 4 хв, час флотації 4 хв). У табл. 2.16 представлені результати випробувань. Якісно-кількісна схема лабораторних випробувань наведена на рис. 2.26.

Таблиця 2.16 – Баланс продуктів збагачення за операціями флотації

| Назва операції | Найменування продукту | Показники розділення, % | | | |
|------------------------|-----------------------|-------------------------|-----------|---------------------|-----------------------|
| | | Вихід | Зольність | Вилучення зольність | Вилучення палив. маси |
| Основна флотація | Концентрат 1 | 26,84 | 24,92 | 8,52 | 93,74 |
| | Відходи 1 | 83,85 | 90,20 | 96,34 | 38,22 |
| | Початковий | 100,00 | 78,5 | 100,0 | 100,0 |
| I Перечистна флотація | Концентрат 2 | 26,13 | 23,05 | 7,67 | 93,53 |
| | Відходи 2 | 0,71 | 93,60 | 0,85 | 0,21 |
| | Початковий | 26,84 | 24,92 | 8,52 | 93,74 |
| II Перечистна флотація | Концентрат 3 | 25,69 | 21,80 | 7,13 | 93,43 |
| | Відходи 3 | 0,45 | 95,20 | 0,54 | 0,10 |
| | Початковий | 26,13 | 23,05 | 7,67 | 93,53 |
| Контрольна флотація | Промпродукт 1 | 10,69 | 35,73 | 4,87 | 31,96 |
| | Відходи 4 | 74,31 | 98,10 | 92,87 | 6,57 |
| | Початковий | 85,00 | 90,25 | 97,73 | 38,53 |

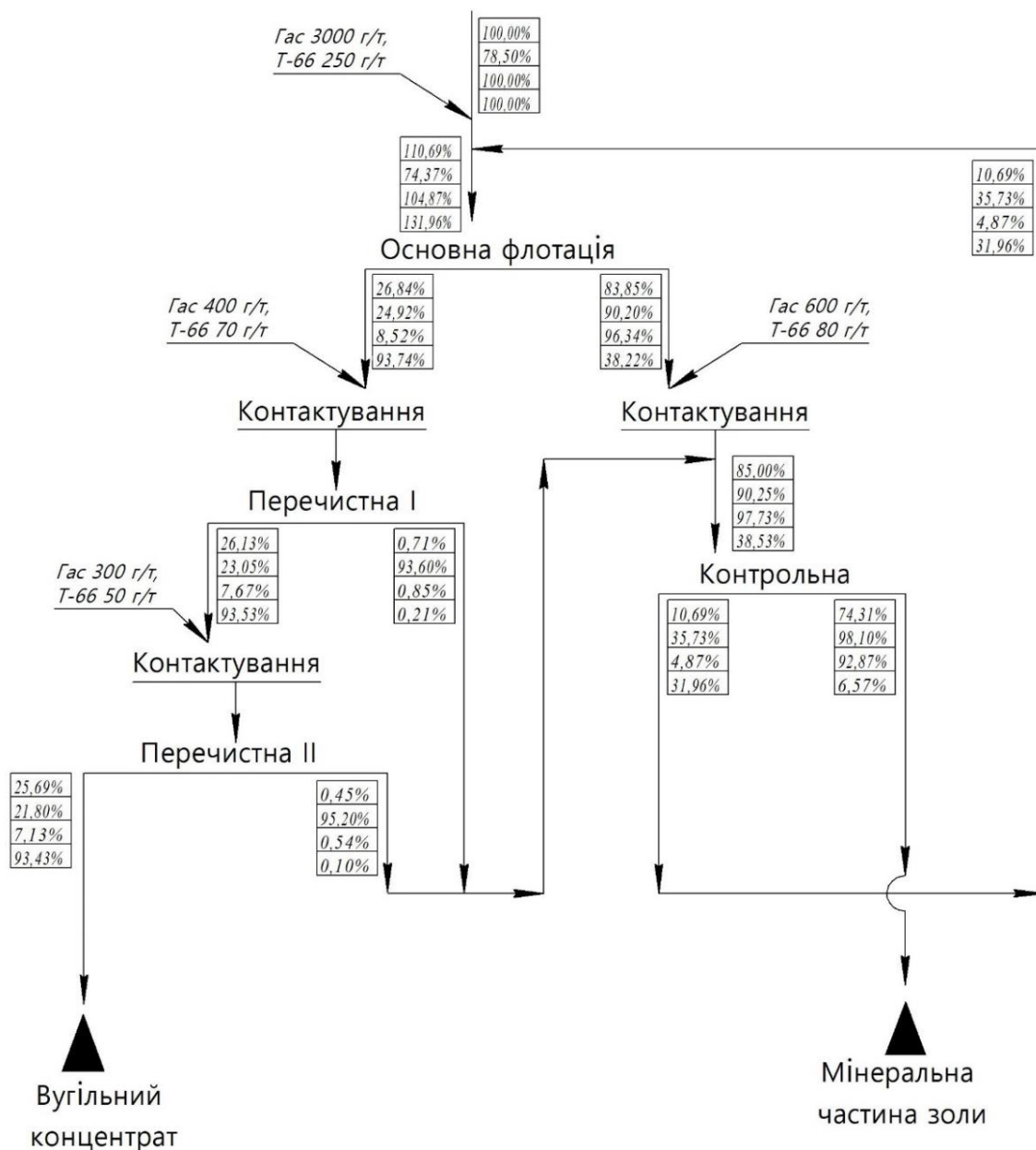


Рисунок 2.26 – Схема флотаційного вилучення вугілля із золи винесення ТЕС

Зменшені дозування реагентів у перечистних та контрольних операціях флотації пояснюються тим, що деяка частина реагенту-збирача вже присутня на поверхні частинок вугілля, а також знаходиться в пульпі. Було помічено, що без додаткового додавання флотореагентів у наступну операцію флотація не відбувалася доти, доки не додавалася деяка кількість реагентів. Автор називає цю особливість активацією. Це означає, що для флотації вугілля необхідно додатково подати деяку кількість реагенту-збирача. Визначити причини цього ефекту поки що не вдалося.

Застосовуючи схему збагачення рис. 2.26, що включає основну флотацію, дві перечистки та контрольну операцію можна отримати кінцеві продукти: вугільний концентрат, вихід якого становить 25,69% із зольністю 21,80%; мінеральну частину золи з виходом 74,31%, та зольністю 98,10%.

Якість одержуваних продуктів забезпечується за рахунок повернення промпродуктів першої перечистної флотації (вихід 0,71% із зольністю 93,60%) та другої перечистної флотації (вихід 0,45% із зольністю 95,20%) в операцію контрольної флотації. Одержуваний промпродукт контрольної флотації з виходом 10,69% і зольністю 35,73% повертається в операцію основної флотації, що забезпечує додаткове вилучення вугільних частинок у пінний продукт за рахунок циркуляції продукту в схемі. Камерний продукт контрольної флотації характеризується мінімальним вмістом вугільних частинок на рівні до 1,9%.

Результати дослідження підтверджують наші теоретичні обчислення щодо визначення кількісних та якісних показників збагачення за допомогою математичної моделі, яка розроблена у пункті 2.7 другого розділу дисертаційної роботи.

2.9 Висновки за розділом

1. Золошлакові відходи теплоелектростанцій складаються з шлаку та золи винесення. У свою чергу зола винесення відрізняється нерівномірним фазовим складом і містить вуглець у кількості 5,0-20,0%, залізовмісні частинки до 5-10%, алюмосилікатні сфери до 1% і мінеральну частину золи 60-70%. Безпосереднє використання таких відходів у промисловості дуже обмежене, оскільки вони здебільшого не відповідають технічним умовам для подальшого використання у промисловості. Крім того, вуглець, що міститься в золі, відрізняється високими споживчими властивостями і тому вимагає попереднього вилучення.

2. Виділення залізовмісного продукту із золи винесення з допомогою магнітної сепарації дозволяє отримати продукт із вмістом $Fe_{\text{заг}}$ 43,66% і виходом 6,11%. З-за низького вмісту $Fe_{\text{заг}}$ даний концентрат ймовірно буде непридатний

для використання його в промисловості. Низька якість залізного концентрату пояснюється наявністю алюмосилікатної оболонки навколо залізовмісної частинки, руйнування цієї оболонки за допомогою подрібнення та застосуванням кількох перемішувальних магнітних операцій може дозволити отримати якісніший концентрат. Є і позитивна сторона, так як частинки заліза покриті алюмосилікатною оболонкою, то такі частинки не будуть впливати на якість сумішей у складі будівельних конструкцій та виробів.

3. Порівняння флотаційних властивостей класифікованої золи винесення на гідроциклоні за класом 40 мкм з некласифікованою золою винесення показало, що істотних відмінностей у якісних показниках продуктів збагачення немає. Тому подальші дослідження флотаційних властивостей золи здійснюватимуться без її попередньої класифікації.

4. Найкращі результати збагачення золи винесення отримані на флотаційній машині ЕФМ, концентрат з виходом до 18,6% при зольності до 25,1%. Насамперед це пояснюється утворенням дрібніших бульбашок повітря, які закріплюються на поверхні вугільних частинок. Знижена витрата реагентів на флотомашині ЕФМ порівняно з МФВ (механічного типу) пов'язана з кращим перерозподілом реагенту-збирача на поверхні частинок. Витрата гасу становила 3000 -3500 г/т, спінювача 250 г/т.

5. Знайдено мінімальні витрати флотаційних реагентів, при яких досягається максимальна якість при максимальному виході, витрата збирача – 3000 г/т, спінювача – 250 г/т. Отримано вугільний концентрат з виходом 17,60% і зольністю 24,80%. Дозування реагентів можна визначати в лабораторних умовах, проводячи безліч випробувань, але тоді в кожному новому випадку необхідно проводити такі випробування. У зв'язку з цим цікавий пошук теоретичних передумов у цьому напрямку. Наступним етапом наших досліджень буде теоретичне обґрунтування мінімально необхідної кількості реагенту-збирача, якого буде достатньо для ефективного вилучення, наприклад, вугільних частинок.

6. Основними факторами, що впливають на процес флотації, є дозування спінювача та час флотації. Оптимальне дозування реагенту-збирача можна визначити дослідним шляхом, тим самим зменшується ймовірність вилучення мінералів порожньої породи в концентрат. Зі збільшенням часу флотації підвищується ймовірність вилучення алюмосилікатних мікросфер у пінний продукт, які підвищують зольність. Отримана регресійна модель процесу флотації золи на флотаційній машині ЕФМ дозволяє прогнозувати показник зольності вугільного концентрату на підставі вибраних факторів.

7. Послідовне з'єднання апаратів суттєво змінює показники збагачення та дає можливість довести показники якості до кондиційних значень. Отримано аналітичні залежності, що дозволяють обчислювати показники розкриття та прогнозувати показники якості збагачення за умови, що показники подрібнення відомі.

8. За результатами лабораторних випробувань та на підставі теоретичних висновків підтверджено, що застосування основної операції флотації та двох перемішувальних та контрольної флотації із застосуванням замкнутого циклу можна отримати пінний продукт із виходом 25,69% та зольністю 21,80%, камерний продукт із виходом 74,31 % та зольністю 98,10%.

9. Для прогнозування показників збагачення золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій необхідно скористатися трьома величинами розкриття: початкова зольність вугільної фракції (A_{II}^d), кількість вугільних зерен ($P_{PЗ}$), кількість породних зерен ($P_{НЗ}$), за умови, що сепараційні характеристики збагачувальних апаратів попередньо експериментально визначаються.

РОЗДІЛ 3

ВИВЧЕННЯ КІНЕТИКИ ФЛОТАЦІЇ. ЙМОВІРНІСТЬ КОНТАКТУ ЧАСТИНКИ ГОРЮЧОЇ МАСИ З ПОВІТРЯНОЮ БУЛЬБАШКОЮ У ФЛОТАЦІЙНІЙ КАМЕРІ. РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ ОПТИМАЛЬНОГО ДОЗУВАННЯ РЕАГЕНТУ-ЗБИРАЧА

3.1 Термодинамічний аналіз можливості закріплення вугільної частинки на поверхні бульбашки повітря

Основний акт флотації – це процес прилипання частинок мінералу до бульбашок повітря. Процес взаємодії однієї частинки з бульбашкою повітря називається елементарним актом флотації. [84]. Існують деякі збагачувальні операції, які можуть прискорити процес вибіркового прилипання частинок корисного мінералу до бульбашок повітря (подача реагенту в процес подрібнення руди, перемішування пульпи в контактних чанах, циркуляція пульпи у флотаційній камері). При зіткненні бульбашок повітря з частинками мінералу відбувається утворення мінералізованого агрегату (бульбашка повітря із закріпленими частинками мінералу) [85,86]. Для ефективного вилучення вугільних частинок із ЗШВ ТЕС методом флотації необхідно встановити принципову можливість мінералізації бульбашок вугільними частинками за допомогою термодинамічного та кінетичного методів.

При флотаційному збагаченні ми маємо систему, яка прагне перейти з менш стійкого стану (окремі бульбашки повітря та підготовлені частинки до флотації) у більш стійкий стан (комплекс бульбашка-мінерал). Застосувавши другий закон термодинаміки можна встановити важливу можливість утворення мінералізованого комплексу.

Відповідно до цього закону, будь-який процес чи реакція протікають спонтанно у бік зменшення вільної енергії цієї системи. Під вільною енергією розуміється та частина внутрішньої енергії системи, яка при постійному об'ємі та температурі може бути перетворена на роботу. Крім вільної енергії також є зв'язкова частина внутрішньої енергії, ця частина не може бути перетворена на роботу і характеризується поняттям ентропії. Якщо при проведенні процесу

зростає вільна енергія системи, то для виконання його необхідно витратити роботу, джерело якої знаходиться поза системою [87]. Для визначення можливостей цього процесу необхідно використати термодинамічний спосіб і розрахувати вільну енергію системи до його виконання.

При виконанні аналізу можливості формування агрегату бульбашка-мінеральна частинка вільною енергією системи є поверхнева енергія на поверхні розділу трьох фаз:

- тверде – рідина (т – р)
- тверде – газ (т – г)
- рідина – газ (р – г)

У цьому випадку кількість вільної енергії визначатиметься як сума добутків поверхневих енергій на площі поверхонь розділу фаз. Визначимо рівняння довільного прилипання частинки мінералу до повітряної бульбашки. Визначимо вільну енергію системи до утворення агрегату бульбашка – частинка (рис. 3.1 а):

$$E_1 = S_{p-g} \cdot \delta_{p-g} + S_{m-p} \cdot \delta_{m-p} \quad (3.1)$$

де S_{p-g} и S_{m-p} – площі поверхонь розділу (р – г) та (т – р); δ_{p-g} та δ_{m-p} – енергія поверхні на межі розділу (р – г) та (т – р).

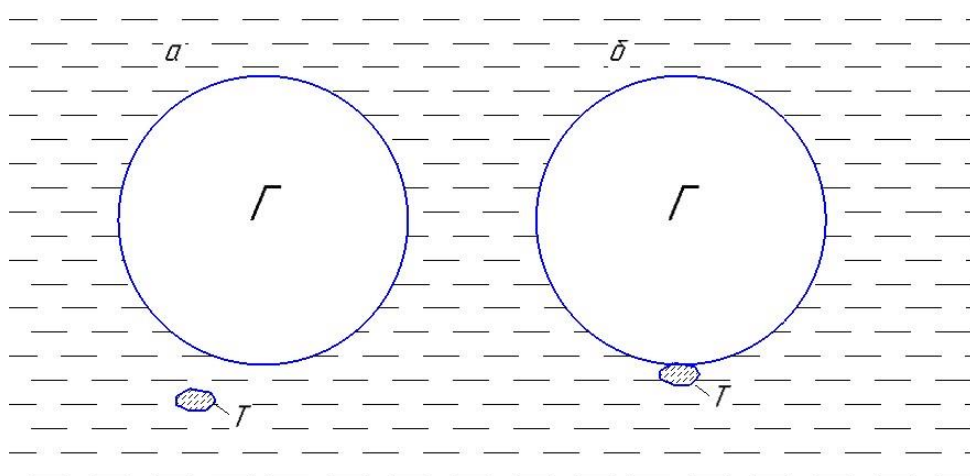


Рисунок 3.1 – Схема зміни стану флотаційної системи: до (а) та після (б) прилипання частинки мінералу до повітряної бульбашки

Після прикріплення частинки на поверхні бульбашки повітря (рис. 3.1 б) вільна енергія, віднесена до площі контакту 1 см^2 складе:

$$E_2 = (S_{p-z} - 1) \cdot \delta_{p-z} + \delta_{m-z} + (S_{m-p} - 1) \cdot \delta_{m-p} \quad (3.2)$$

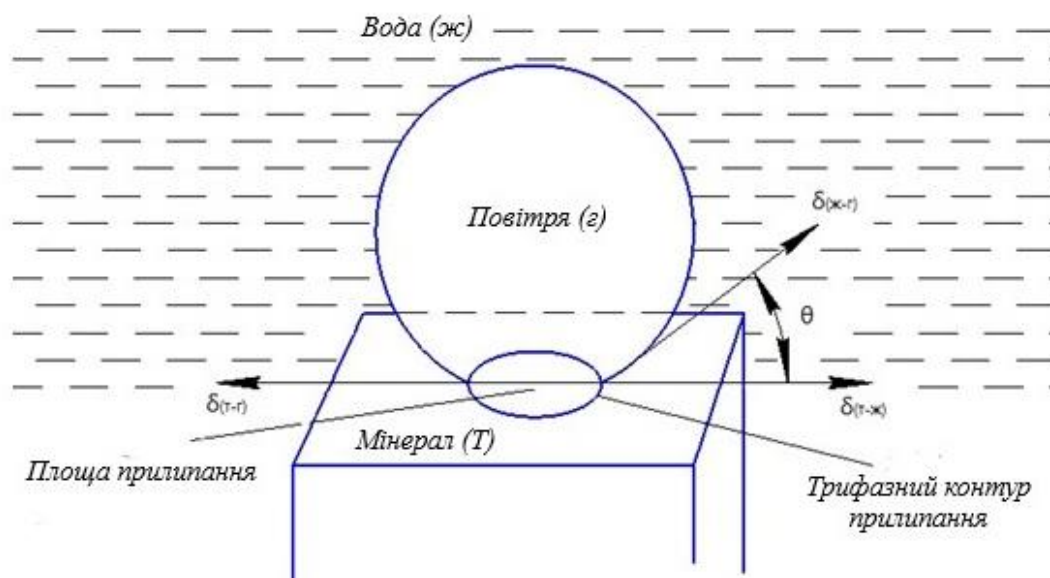


Рисунок 3.2 – Дія сил на периметр змочування

Далі визначаємо за якої умови ми спостерігаємо зменшення вільної енергії системи ΔE :

$$\Delta E = E_1 - E_2 = \delta_{p-z} + \delta_{m-p} - \delta_{m-z} > 0 \quad (3.3)$$

$$\Delta E = \delta_{p-z} + \delta_{m-p} > \delta_{m-z} \quad (3.4)$$

Для того щоб скористатися отриманим співвідношенням, нам необхідно виміряти поверхневу енергію частинок, що на даний момент не може бути досягнуто. Тому для того, щоб вирішити це завдання, ми можемо використовувати відомі нам величини δ_{m-z} та крайовий кут змочування θ які ми можемо виміряти.

При закріпленні повітряної бульбашки на поверхні частинки з умов рівноваги на межі розділу трьох фаз справедливий вираз:

$$\delta_{m-z} - \delta_{m-p} = \delta_{p-z} \cdot \cos \theta \quad (3.5)$$

На лінію межі контакту бульбашки повітря з частинкою діють сили, які намагаються змістити цю лінію (периметр змочування) вправо та вліво, взаємно врівноважують одна одну (рис 3.2):

$$\Delta E = \delta_{p-g} \cdot (1 - \cos \theta) \quad (3.6)$$

Аналізуючи отримане рівняння можна зробити висновок що зі збільшенням крайового кута змочування θ зменшується вільна енергія системи. Таким чином, чим більшу гідрофобність має частинка мінералу, тим краще відбувається її прилипання до бульбашки повітря.

3.2 Дослідження гранулометричного складу бульбашок повітря у флотаційній камері флотомашин ЕФМ та МФВ. Вплив методу аерації на витрату флотаційних реагентів

Вибір оптимальної схеми переробки ЗШВ ТЕС пов'язаний із передбачуваним реагентним режимом флотації. Аполярні реагенти-збирачі можна застосовувати для флотаційних схем із спільною або роздільною флотацією пісків та шламів. Часто на збагачувальних фабриках для зручності дозування аполярних реагентів готують водні емульсії (гасу, дизельного палива та ін.), приготовані емульсії за допомогою механічних або ультразвукових емульгаторів надходять у цикли флотації, де завдяки цьому здійснюється малоселективна флотація. Знижена селективність – результат досить грубої дисперсності емульсій, що застосовуються. У той же час активність аполярного реагенту значною мірою залежить від дисперсності його крапель у пульпі та їх однорідності за розмірами. [88].

В даний час є можливість диспергації аполярних реагентів до крапель розміром 1-20 мкм, проте існуючі уявлення не дають вичерпної відповіді на питання доцільності такої диспергації аполярних реагентів, що вводяться у флотаційну пульпу. У той час автори [89] переконливо показують зв'язок між витратою, дисперсністю аполярних реагентів та вилученням корисних

компонентів і роблять висновок, що зниження розміру крапель емульсії при оптимізації його витрати є доцільним.

В роботі [90] досліджувалися емульсії гасу, що мають різний діаметр крапельок: емульсія, отримана на ультразвуковому емульгаторі, мала діаметр крапельок 5-10 мкм, емульсія, отримана на механічному емульгаторі мала діаметр крапельок 5-50 мкм, краплі гасу, розбиті у флотаційній машині імпелерного типу 5-100 мкм. Результати дослідження представлені на рис.3.3 залежність вилучення цінного компонента від витрати емульсії. Найбільш виражений максимум і найбільше вилучення отримано на тонкій і рівномірної емульсії, отриманої на ультразвуковому емульгаторі.

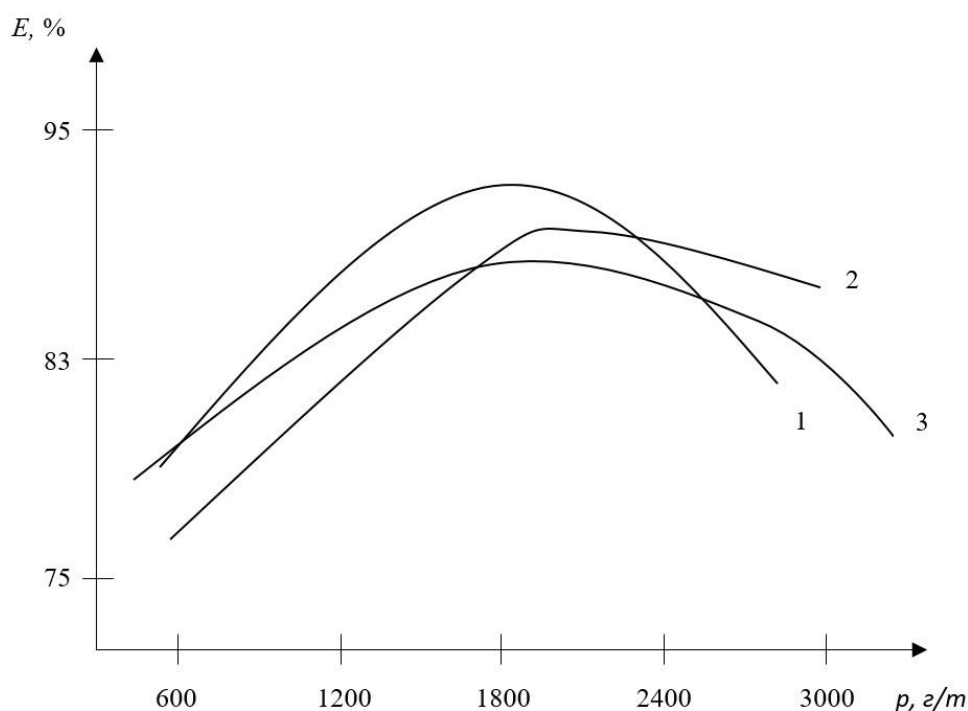


Рисунок 3.3 – Залежність вилучення цінного компонента від витрати гасу, приготовленого [90]: на ультразвуковому емульгаторі (1), на механічному емульгаторі (2), у вигляді крапель (3)

Досліджуючи питання флотаційного вилучення паливної маси у розділі 2 дисертаційної роботи визначено, що найкращі результати по вилученню паливної маси із ЗШВ ТЕС отримано на флотаційній машині ЕФМ. Витрату

реагента-збирача (гасу) знижено з 4500 г/т (для імпелерної флотомашини МФВ) до 3000 г/т, витрата спінювача (масло Т-66) з 350 г/т до 250 г/т.

На підставі зіставлення наукових фактів та результатів лабораторних досліджень можна припустити, що флотаційна машина ЕФМ за рахунок свого принципу роботи ефективніше диспергує краплі реагентів. Дане припущення може бути підтверджено порівнянням гранулометричної характеристики бульбашок повітря, отриманих на флотомашинах МФВ та ЕФМ.

За допомогою швидкісної фотозйомки та програмного забезпечення ImageJ було вивчено гранулометричний склад бульбашок повітря у флотаційній камері, дані представлені в табл. 3.1 та табл. 3.2. На рис. 3.4 показаний вид бульбашок повітря у флотаційній камері флотаційної машини ЕФМ.

Таблиця 3.1 – Гранулометричний склад бульбашок повітря у флотаційній камері флотомашини ЕФМ

| Клас крупності, мм | Середня крупність $\frac{(d_1 + d_2)}{2}$, мм | Кількість бульбашок, шт. | Вихід,% |
|-----------------------|--|-----------------------------|---------|
| -6,0+4,0 | 5 | 2 | 2,53 |
| -4,0+2,5 | 3,25 | 3 | 3,80 |
| -2,5+1,5 | 2 | 4 | 5,06 |
| -1,5+1,25 | 1,38 | 9 | 11,39 |
| -1,25+1,00 | 1,13 | 12 | 15,19 |
| -1,00+0,75 | 0,88 | 12 | 15,19 |
| -0,75+0,5 | 0,63 | 13 | 16,46 |
| -0,5+0,25 | 0,38 | 15 | 18,99 |
| -0,25+0 | 0,13 | 9 | 11,39 |
| Усього | 1,00 | 79 | 100,00 |

Таблиця 3.2 – Гранулометричний склад бульбашок повітря у флотаційній камері флотомашини МФВ

| Клас крупності, мм | Середня крупність $\frac{(d_1 + d_2)}{2}$, мм | Кількість бульбашок, шт. | Вихід, % |
|-----------------------|--|-----------------------------|----------|
| -6,0+4,0 | 5 | 9 | 11,11 |
| -4,0+2,5 | 3,25 | 15 | 18,52 |
| -2,5+1,25 | 2,0 | 14 | 17,28 |
| -1,5+1,25 | 1,38 | 15 | 18,52 |
| -1,25+1,00 | 1,13 | 11 | 13,58 |
| -1,00+0,75 | 0,88 | 7 | 8,64 |
| -0,75+0,5 | 0,63 | 5 | 6,17 |
| -0,5+0,25 | 0,38 | 3 | 3,70 |
| -0,25+0 | 0,13 | 2 | 2,47 |
| Усього | 2,04 | 81 | 100,00 |



Рисунок 3.4 – Бульбашки повітря в камері флотаційної машини ЕФМ

Гранулометричний склад бульбашок повітря в флотаційних камерах флотомашин ЕФМ та МФВ наведені у вигляді гістограм на рис. 3.5 та рис.3.6.



Рисунок 3.5 – Розподіл по крупності бульбашок повітря в камері флотомашини ЕФМ

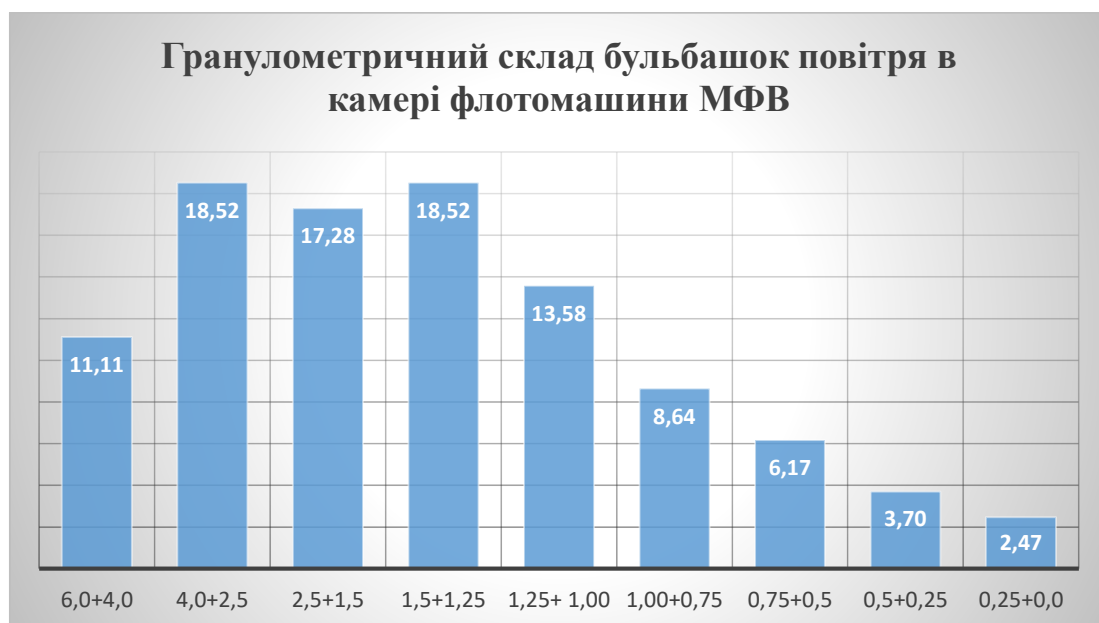


Рисунок 3.6 – Розподіл по крупності бульбашок повітря в камері флотомашини МФВ

На рис 3.5 більше 80% бульбашок повітря, що утворюються, у флотомашині ЕФМ представлені в крупності менше 1,5 мм. На рис. 3.6. видно що основна кількість бульбашок, що утворюється у флотаційній камері МФВ, понад 79% представлено в класі крупності $-6,0+1,0$ мм. У двох камерах флотомашин ЕФМ і МФВ помічено, що бульбашки повітря менше 6 мм мають практично ідеальну сферичну поверхню, а поверхня бульбашок крупністю більше 6 мм починає бути спотвореною в порівнянні зі сферою.

Середній діаметр бульбашок, що утворюється в камері флотаційної машини ЕФМ (при тиску пульпи 0,3 МПа, витрата повітря становить 31 л/хв) становить 1,0 мм. У той час як середній діаметр бульбашок, що утворюється в камері імпелерної флотомашини (при швидкості обертання імпелера 2000 об/хв., витрата повітря 28 л/хв) становить 2,04 мм. З цього випливає що флотомашини ЕФМ в якійсь мірі працює як емульгатор, краплі реагентів, що утворюються, дозволяють підвищити вилучення паливної маси, утворення більш дрібних бульбашок повітря підвищує ймовірність закріплення частинок паливної маси на поверхні бульбашки з подальшим виносом комплексу бульбашка-частинка в пінний продукт, який являється концентратом. Визначимо ймовірність закріплення вугільних частинок на поверхні бульбашки повітря.

3.3 Визначення ймовірності контакту вугільної частинки з повітряною бульбашкою у флотаційній камері флотомашини ЕФМ

При закріпленні мінеральної частинки на поверхні повітряної бульбашки, необхідно зменшити товщину гідратного шару до критичного значення, що пов'язано з подоланням енергетичного бар'єру, тому, відносно великі зерна (>100 мкм) проривають гідратний шар переважно за рахунок сил інерції. При цьому швидкість частинок має становити $V = 2-10$ см/с. При більшій швидкості частинка відскакує від повітряної бульбашки, а при відносно низьких швидкостях (< 2 см/с), частинка взагалі не руйнує гідратний шар, а закріплюється

виключно за рахунок ковзання або завихрення в кормовій ділянці повітряних бульбашок [91,92].

Мінімальний час контакту, який необхідний для закріплення мінеральних частинок на повітряних бульбашках називається часом індукції. Цей час відносно великих частинок скорочується за рахунок удару, а для дрібних частинок за рахунок ковзання. Чим більша гідрофобність мінеральної частинки, тим менший час індукції [93,94].

Експериментально встановлено, що найкраще закріплюються частинки крупністю 50-90 мкм (рис 3.7) [94]. Зниження ймовірності закріплення W_3 у тонких частинок (<50мкм) пов'язано з нестачею кінетичної енергії для подолання енергетичного бар'єру $E \cdot \delta$, у великих частинок зниження W_3 обумовлено відскакуванням та відривом частинок від повітряних бульбашок. За визначенням величина енергетичного бар'єру $E \cdot \delta$, [95]:

$$E \cdot \delta = E' \cdot \delta \cdot d_k \quad (3.7)$$

де d_k – діаметр на межі розділу фаз г-т; $E \cdot \delta$ – питома значення енергетичного бар'єру.

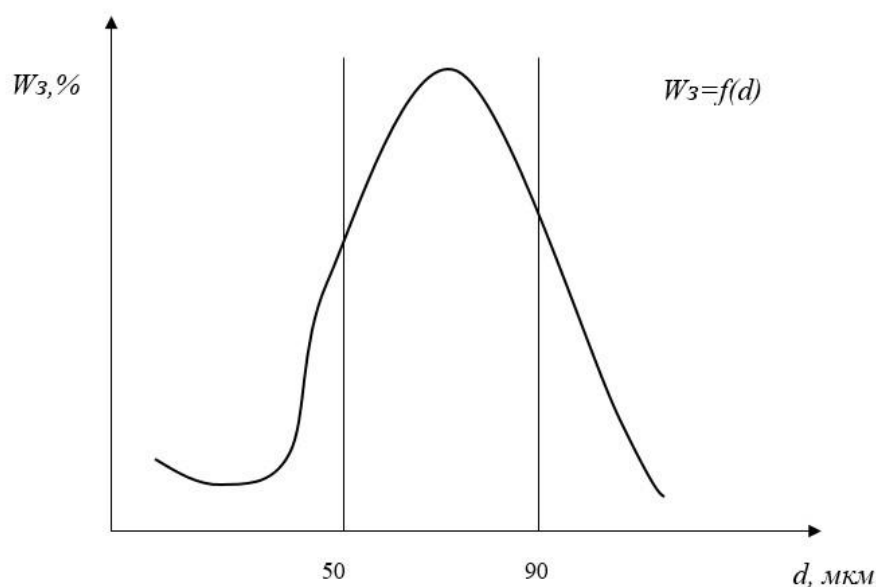


Рисунок.3.7 – Залежність ймовірності закріплення цінного мінералу на поверхні бульбашки повітря від його діаметра (W_3 – ймовірність закріплення) [94]

Виходячи з цього, прорив гідратної плівки полегшується при наявності на поверхні мінералу виступів та гострих кутів, так як зменшується d_k . Особливого значення набуває гідрофобність таких частинок.

За Рубінштейном ймовірність закріплення визначається емпіричною формулою [96] виду:

$$W_3 = \lambda \cdot \chi \cdot \exp\left(U_0 - \frac{R \cdot Q_c}{U}\right) \quad (3.8)$$

де λ – стеричний фактор (фактор, що враховує вплив взаєморозташування бульбашки та мінеральної частинки); χ – коефіцієнт демінералізації бульбашок повітря; R – параметр реагента-збирача; U_0 – бар'єрна енергія, Н·м; U – кінетична енергія, Н·м; Q_c – витрата реагента-збирача, г/т.

Бульбашка рухається в пульпі, де між частинками є деяка відстань r_u , що залежить від вмісту твердого p (об'ємне), яке у свою чергу, залежить від густин частинок які складають пульпу:

$$p = \frac{\delta_n - \delta_e}{\delta_m - \delta_e} \quad (3.9)$$

де, δ_m – густина твердої фази, кг/м³; δ_e – густина несучого середовища (вода), кг/м³; δ_n – густина пульпи, кг/м³.

Підставимо значення у формулу 3.9:

$$p = \frac{\delta_n - \delta_e}{\delta_m - \delta_e} = \frac{1141,5 - 1000}{2100 - 1000} = 0,12$$

Відстань між частинками у пульпі:

$$r_u = d_u \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{p}} - 1 \right) \quad (3.10)$$

Підставимо значення у формулу 3.10:

$$r_u = 0,05 \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{0,12}} - 1 \right) = 0,037$$

Рух бульбашки повітря супроводжується зіткненнями з частинками твердого, які або закріплюються на його поверхні, або ні. Інтенсивність цього процесу залежить від співвідношення розмірів бульбашки d_n та частинок d_u .

Поверхня бульбашки становить:

$$S_n = \pi \cdot d_n^2 \quad (3.11)$$

де d_n – діаметр бульбашки повітря, м.

Розмір частинки оцінюватимемо за її еквівалентним діаметром, оскільки, закріплюючись на поверхні бульбашки, вона займає такий простір. Кількість частинок, які можуть бути закріпленими на поверхні бульбашки, становить:

$$n_u = \frac{S_n}{S_u} = \frac{4 \cdot d_n^2}{d_u^2} \quad (3.12)$$

Умову спливання агрегату (бульбашка-частинки, що закріпилися, n_{nc}) знаходимо із співвідношення:

$$0 = d_n^3 \cdot \delta_n - n_u \cdot d_u^3 \cdot (\delta_u - \delta_n) \quad (3.13)$$

Звідки маємо:

$$n_{nc} = \frac{d_n^3 \cdot \delta_n}{d_u^3 \cdot (\delta_u - \delta_n)} \quad (3.14)$$

Оцінимо яка кількість частинок може бути закріплена на повітряній бульбашці за таких умов:

- розмір бульбашки $d_n = 1 \text{ мм} = 10^{-3} \text{ м}$;

- густина пульпи $\delta_n = 1141,5 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$;

- густина твердого $\delta_m = 2100 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$;

- розмір частинок $d_u = 0,05 \text{ мм} = 5 \cdot 10^{-5} \text{ м}$.

Підставимо значення у формулу 3.14, тоді:

$$n_{nc} = \frac{d_n^3 \cdot \delta_n}{d_u^3 \cdot (\delta_u - \delta_n)} = \frac{(10^{-3})^3 \cdot 1141,5}{(5 \cdot 10^{-5})^3 \cdot 958,5} = 9,5 \cdot 10^3 \text{ шт} \quad (3.15)$$

Розмір агрегату d_A бульбашка-частинки визначається за формулою:

$$d_A = d_n + 2 \cdot d_u \quad (3.16)$$

Підставимо відомі значення у формулу 3.16 розмір агрегату складає:

$$d_A = d_n + 2 \cdot d_u = 1 + 2 \cdot 0,05 = 1,1 \text{ мм}$$

Швидкість спливання U_A повністю сформованого агрегату визначається за такою формулою:

$$U_A = \frac{g \cdot (d_n^3 \cdot \delta_n - n_{nc} \cdot d_u^3 \cdot (\delta_u - \delta_n))}{18 \cdot \mu \cdot d_A} \quad (3.17)$$

Підставимо значення у формулу 3.17:

$$\begin{aligned} U_A &= \frac{g \cdot (d_n^3 \cdot \delta_n - n_{nc} \cdot d_u^3 \cdot (\delta_u - \delta_n))}{18 \cdot \mu \cdot d_A} = \\ &= \frac{9,8 \cdot \left((10^{-3})^3 \cdot 1141,5 - 9,5 \cdot 10^3 \cdot (5 \cdot 10^{-5})^3 \cdot 508,5 \right)}{18 \cdot 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 10^{-3}} = \\ &= \frac{9,8 \cdot (10^{-9} \cdot 1,15 \cdot 10^3 - 1,18 \cdot 10^3 \cdot 10^{-12} \cdot 0,508 \cdot 10^3)}{19,8 \cdot 10^{-6}} = \\ &= \frac{9,8 \cdot (1,15 \cdot 10^{-6} - 0,59 \cdot 10^{-6})}{19,8 \cdot 10^{-6}} = 0,27 \text{ м / с} \end{aligned}$$

На своєму шляху при впливанні бульбашка зустрине значну кількість частинок, які збільшують ймовірність формування закінченого агрегату. Припустимо, що шлях спливання бульбашок становить $h = 0,5 \text{ м}$. Кількість елементарних відстаней між частинками, n_{uL} :

$$n_{uL} = \frac{h}{L_u} \quad (3.18)$$

Відстань визначимо за формулою:

$$L_u = d_u + r_u \quad (3.19)$$

Підставимо значення у формулу 3.19:

$$L_u = d_u + r_u = 0,05 + 0,037 = 0,087 \approx 0,1 \text{ мм}$$

Підставимо значення у формулу 3.18:

$$n_{чL} = \frac{h}{L_{ч}} = \frac{0,5}{10^{-4}} = 5 \cdot 10^3 \text{ шт}$$

Таким чином, бульбашка на своєму шляху спливання, має безліч подій, сприятливих зустрічі та закріпленню на його поверхні частинок твердого мінералу. На початку його руху (вся поверхня вільна) ймовірність сприятливого вилучення частинки висока, потім у міру руху, вже агрегату, ця ймовірність знижується і наприкінці руху практично вся поверхня бульбашки заповнена частинками. Ймовірність зустрічі та закріплення частинки пропорційна відношенню розмірів частинки та вільної поверхні бульбашки.

Оцінимо цю можливість як відношення кількості можливих частинок, які можуть бути закріпленими, $n_{Мбз}$:

$$n_{Мбз} = \frac{4 \cdot d_n^2}{d_{ч}^2} \quad (3.20)$$

Підставимо у формулу 3.20:

$$n_{Мбз} = \frac{4 \cdot d_n^2}{d_{ч}^2} = \frac{4 \cdot 10^{-6}}{25 \cdot 10^{-10}} = 0,16 \cdot 10^4 \text{ шт}$$

І справді перебувають у безпосередній близькості від поверхні бульбашки, $n_{Д}$:

$$n_{Д} = \frac{4 \cdot d_n^2}{L_{ч}^2} \quad (3.21)$$

Підставимо значення у формулу 3.21:

$$n_{Д} = \frac{4 \cdot d_n^2}{L_{ч}^2} = \frac{4 \cdot 10^{-6}}{0,01 \cdot 10^{-6}} = 4 \cdot 10^2 \text{ шт}$$

Таким чином, ймовірність першого кроку заповнення $P_{Д1}$ складає приблизно:

$$P_{Д1} = \frac{n_{Д}}{n_{Мбз}} \quad (3.22)$$

Підставимо значення у формулу 3.22:

$$P_{Д1} = \frac{400}{1600} = \frac{1}{4} = 0,25$$

Ймовірність невиконання поставленої умови:

$$1 - P = 1 - 0,25 \quad (3.23)$$

Надалі ця ймовірність весь час збільшуватиметься і в результаті ймовірність заповнення бульбашки частинками становитиме співвідношення:

$$P_3 = 1 - \prod_{i=1}^{\infty} (1 - P_i) \quad (3.24)$$

Оскільки співвідношення відстаней між частинками можна вважати незмінним, зміна ймовірності заповнення на наступних кроках формування агрегату пропорційна $P_{Д1} = 0,25$. В результаті зміна ймовірності заповнення поверхні бульбашки складе ряд:

$$P_3 = 1 - 0,25 \cdot 0,1 \cdot 0,025 \cdot 0,01 \cdot 0,0025 \cdot 0,0013 \cdot \dots \rightarrow 1 \quad (3.25)$$

І можливість заповнення прагне до 1 на незначному шляху руху агрегату до пінного продукту.

3.4 Принцип доцільного співвідношення фаз (газ – рідина – тверде) флотаційного процесу

Однією з умов процесу флотації є наявність трьох, і в деяких випадках двох складових (газ - рідина - тверде), які називають фазами [97].

Ефективний процес флотації можливий за умови відповідності фаз певним умовам, саме: газ – повітря має бути представлено окремими частинками – бульбашками газу відповідного розміру; рідина – вода повинна мати певні реологічні, енергетичні та хімічні властивості; тверда фаза – це корисна копалина, яка представлена частинками певного розміру, що визначається відповідно до умов розкриття мінералів. Сукупність зазначених фаз створює флотаційне середовище.

Крім зазначених умов стану фаз для протікання флотаційного процесу в необхідному режимі стану середовища також повинен бути визначеним за кількістю та розміром повітряних бульбашок, які повинні бути розміщені в середовищі; за кількістю та розміром частинок корисних копалин, які також повинні бути розподілені в середовищі; за кількістю та якістю води, яка повинна перебувати у певному енергетичному стані.

Яким має бути стан фаз і стан розподільчого середовища та інших складових для проведення процесу флотації, на жаль, в даний час відповісти неможливо через відсутність відповідного формалізованого уявлення процесу.

Досить невизначеним є підхід щодо розробки теоретичних засад технологічних процесів збагачення. Наприклад, проведення технологічного процесу таким чином, щоб отримати оптимальне значення показників продуктів збагачення щодо їх якості та кількості. Якщо питання технологічних процесів вирішується за дотримання таких умов, то при цьому свідомо чи не свідомо в кінцевий результат входять втрати корисних компонентів.

Пропонується інший підхід. Використовувати підходи та поняття «граничних значень», «граничних співвідношень». Це означає, що стан фаз і співвідношення флотаційного процесу необхідно встановлювати, з самої суті процесу. В даному випадку подається процедура математичного опису співвідношення газової та твердої фаз відповідно до особливостей корисного мінералу у твердій фазі та структури повітряної фази.

Газова фаза - повітряні бульбашки - розмір яких приймається в межах від 0 до 6,0 мм мають майже правильну, кулясту форму, а у бульбашок розміром від 6,0 мм і більша форма певною мірою спотворена у порівнянні зі сферою [98,99].

У практиці збагачення як у вітчизняних, так і зарубіжних флотаційних машинах крупність бульбашок у середньому має розмір 0,5-6,0 мм [100,101].

У професійній літературі використовується поняття, яке ототожнюють із протіканням процесу закріплення частинки корисної копалини на "поверхні повітряної бульбашки", і яке, на нашу думку, недостатньо точно. З тієї причини, що процес флотації заснований на здатності частинок корисних копалин

взаємодіяти певною мірою або не взаємодіяти з повітрям. Тому правильним буде вираз "на межі контакту газу та рідини".

З практичних досліджень флотаційних процесів встановлено, що залежно від флотаційної властивості корисних копалин, мінеральна частинка розташовується на межі контакту, або відкидається у бік газової чи рідинної фаз [102,103].

Використовуючи суть процесу та положення граничного співвідношення можна встановити його кількісно для повітряної і твердої фаз.

Оскільки частинки твердої фази закріплюються на межі контакту повітряної та рідинної фаз, тобто на повітряній бульбашці, то доцільним є визначення площі поверхні бульбашки.

Визначимо яка кількість частинок може бути розміщена на поверхні повітряної бульбашки за таких умов:

- розмір бульбашки $d_n = 1\text{мм} = 10^{-3}\text{м}$;
- розмір частинок $d_c = 0,05\text{мм} = 5 \cdot 10^{-5}\text{м}$.

Площа поверхні бульбашки S_n у цьому випадку визначиться за формулою:

$$S_n = 4 \cdot \pi \cdot R_n^2 \quad (3.26)$$

де S_n – площа поверхні бульбашки, м^2 ; R_n^2 – радіус бульбашки, м .

Підставимо значення у вираз (3.26):

$$S_n = 4 \cdot 3,14 \cdot (5,0 \cdot 10^{-4})^2 = 12,56 \cdot 25,0 \cdot 10^{-8} = 3,14 \cdot 10^{-6} \text{м}^2$$

Знаючи розмір поверхні повітряної бульбашки і розмір частинки можливо визначити, скільки мінеральних частинок може закріпитися на ній.

Для кожної корисної копалини частинки повинні бути певного розміру, відповідаючи вкрапленню, що визначається розміром мінеральної частинки, яка є цінним компонентом і становить корисний продукт.

Частинки корисного мінералу, а також інші, взагалі мають певний розподіл за розміром та кількістю. Такий стан корисних копалин змушує вести розрахунок за середнім розміром частинок.

Якщо частинка закріплюється на поверхні повітряної бульбашки, вона займає площу, яка дорівнює площі проекції її перерізу на поверхню бульбашки. Для розрахунків приймається, що частинка має кулясту форму.

Площа перерізу частинки – площа проекції визначається за такою формулою:

$$S_q = \pi \cdot R_q^2 \quad (3.27)$$

де S_q – площа проекції мінеральної частинки на повітряну бульбашку, м^2 ; R_q – радіус перерізу мінеральної частинки, м.

Підставимо значення у вираз (3.27):

$$S_q = 3,14 \cdot (2,5 \cdot 10^{-5})^2 = 19,62 \cdot 10^{-10} = 0,00196 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2$$

Базуючись на положенні граничного співвідношення визначимо, скільки твердої фази (кількість частинок) розміститься на повітряній бульбашці.

Кількість частинок N_q , які можуть закріпитися на повітряній бульбашці визначається відповідно до співвідношення:

$$N_q = \frac{S_n}{S_q} = \pi \cdot \frac{R_n^2}{R_q^2} \quad (3.28)$$

Підставимо значення у вираз (3.28):

$$N_q = \frac{S_n}{S_q} = \frac{3,14 \cdot 10^{-6}}{0,00196 \cdot 10^{-6}} = 1602 \text{ шт.}$$

Визначивши зазначені складові стає можливим аналітично розрахувати, яку мінімальну кількість повітряної фази необхідно подавати в процес залежно від вмісту за об'ємом чи масою корисного мінералу у початковому продукті.

Враховуючи таке співвідношення фаз процесу флотації, доречним є введення поняття мінімального коефіцієнта аерації, який визначається з відношення необхідного мінімального об'єму повітряної фази до об'єму мінеральних частинок, які поміщені у початковому продукті, який подається у процес флотації. Тобто, введення цього показника означає те, що площі поверхні повітряних бульбашок буде достатньо для розміщення мінеральних частинок корисних копалин.

Для визначення зазначеного коефіцієнта знайдемо об'єм повітряної бульбашки Q_n за формулою:

$$Q_n = \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot R_n^3 \quad (3.29)$$

де R_n - радіус повітряної бульбашки, м.

Підставимо значення у формулу (3.29):

$$Q_n = \frac{4}{3} \cdot 3,14 \cdot (5,0 \cdot 10^{-4})^3 = 4,18 \cdot 125 \cdot 10^{-12} = 522,5 \cdot 10^{-12} = 5,22 \cdot 10^{-10} \text{ м}^3$$

Визначимо об'єм частинок Q_u , які здатні закріпитися на повітряній бульбашці:

$$Q_u = N_u \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot R_u^3 \quad (3.30)$$

Підставимо значення у формулу (3.30):

$$Q_u = 1602 \cdot \frac{4}{3} \cdot 3,14 \cdot (2,5 \cdot 10^{-5})^3 = 6707,04 \cdot 15,62 \cdot 10^{-15} = 104764 \cdot 10^{-15} = 1,05 \cdot 10^{-10} \text{ м}^3$$

Мінімально необхідне співвідношення повітряної та твердої фаз, тобто коефіцієнт граничної мінімальної аерації за об'ємом A_m визначається:

$$A_m = \frac{Q_n}{Q_u} \quad (3.31)$$

Підставимо значення у формулу (3.31):

$$A_m = \frac{5,22 \cdot 10^{-10}}{1,05 \cdot 10^{-10}} = 4,97 \approx 5$$

Якщо необхідно визначити витрату повітряної фази до маси корисного мінералу, який вміщується у початковому продукті, виконати вказане можна так. Визначається вміст корисного мінералу у початковому продукті P за формулою:

$$P = G_m \cdot \alpha \quad (3.32)$$

де G_m – витрата початкового продукту в кг/с, α - вміст корисного мінералу у початковому продукті дол.од.

Припустимо маємо продуктивність по твердому

$$G_m = 100 \left[\frac{m}{\text{час}} \right] = 27,78 \left[\frac{\text{кг}}{c} \right], \text{ вміст паливної маси } \alpha = 0,2, \text{ підставимо значення до}$$

формули (3.32):

$$P = 27,78 \cdot 0,2 = 5,56 \text{ кг/с}$$

Густина вугілля становить у середньому 1600 кг/м^3 , знайдемо об'єм корисного компонента у початковому продукті:

$$V = \frac{5,56}{1600} = 0,003475 \text{ м}^3/\text{с}$$

Витрата повітряної фази розраховується як:

$$G_n = A_m \cdot V \quad (3.33)$$

Підставимо відповідні значення у формулу (3.33):

$$G_n = 5 \cdot 0,003475 = 0,0173 \text{ м}^3/\text{с}$$

Таким чином, при продуктивності технологічної лінії $27,78 \text{ кг/с}$ (100 т/год) мінімальна кількість повітряної фази яку необхідно подавати в процес становить $0,0173 \text{ м}^3/\text{с}$.

Коефіцієнти аерації, які застосовуються в даний час у практичній роботі, наприклад, коефіцієнт, що дорівнює відношенню об'єму повітря до об'єму флотаційної камери, або відношенню витрати повітря до витрати початкового потоку, що подається у флотаційну камеру, є не визначеними до складових корисних копалин, ні до технологічного регламенту. З погляду технологічного процесу значення зазначених коефіцієнтів задають такими, як їх визначено з практичної роботи технологічних процесів збагачення.

Більшою мірою допускається, що числове значення зазначених коефіцієнтів зумовлює нелінійну залежність показників процесу від ймовірності зіткнення бульбашок та мінеральних частинок, тому вони потребують подальшого аналітичного дослідження.

Визначення та практичне використання понять та запропонованого коефіцієнта дозволяє проводити процес обґрунтовано щодо якості та кількості корисного мінералу у початковій сировині.

3.5 Кінетичні особливості флотаційного процесу

Основне завдання кінетичного підходу полягає у проникненні в механізм даного процесу, що дозволяє в загальних рисах описати флотаційний процес з кількісної та якісної сторони. Кінетичне дослідження флотації включає:

1) Вивчення елементарного акту флотації (оцінка процесів закріплення мінеральних частинок на поверхні повітряних бульбашок);

2) Вивчення впливу на швидкість флотації основних факторів (дисперсність – крупність – гранулометричний склад, витрата реагентів, густина пульпи та аерогідродинамічні фактори);

3) Побудова моделей флотаційного процесу та розрахунок якісно-кількісних схем.

Флотаційний процес відрізняється більшою складністю, так як його учасниками є мільйони бульбашок та мінеральних частинок, при цьому ймовірність флотації кожної частинки визначається ймовірністю окремих характерних етапів флотаційного процесу. До таких відносять:

- взаємодія частинок із реагентами;
- зіткнення їх із бульбашками;
- закріплення їх на повітряних бульбашках;
- вплив відривних сил;
- формування та руйнування флотореагентів;
- пінні процеси і т.д.

Весь флотаційний процес умовно можна розбити на 4 етапи (рис.3.8):

I – зіткнення мінеральних частинок із повітряними бульбашками, тобто їхнє зближення до відстаней, коли переважають поверхневі, а не гідродинамічні сили, при цьому ймовірність зіткнення W_{CO} визначається відношенням маси частинок, що зіткнулися з бульбашками m_{CO} за одиницю часу до загальної маси їх у пульпі m_o :

$$W_{CO} = \frac{1}{dt} \cdot \frac{m_{CO}}{m_o} \quad (3.34)$$

II – закріплення мінеральної частинки на поверхні повітряної бульбашки з утворенням трифазного периметра, при цьому ймовірність W_3 визначається відношенням маси частинок, що закріпилися m_3 до маси частинок, що зіткнулися, з повітряними бульбашками m_{CO} :

$$W_3 = \frac{m_3}{m_{CO}} \quad (3.35)$$

III – збереження мінеральних частинок, що закріпилися, на поверхні повітряних бульбашок, до попадання флотоагрегату в пінний шар. При цьому ймовірність збереження W_C визначається відношенням маси мінеральних частинок, що збереглися (вцілілих) m_c до маси тих, що закріпилися m_3 :

$$W_C = \frac{m_c}{m_3} \quad (3.36)$$

IV - утримання частинок у пінному продукті, причому ймовірність утримання W_Y визначається відношенням маси частинок, що утрималися в пінному шарі m_Y до маси частинок, що збереглися m_c на поверхні бульбашок:

$$W_Y = \frac{m_Y}{m_c} \quad (3.37)$$

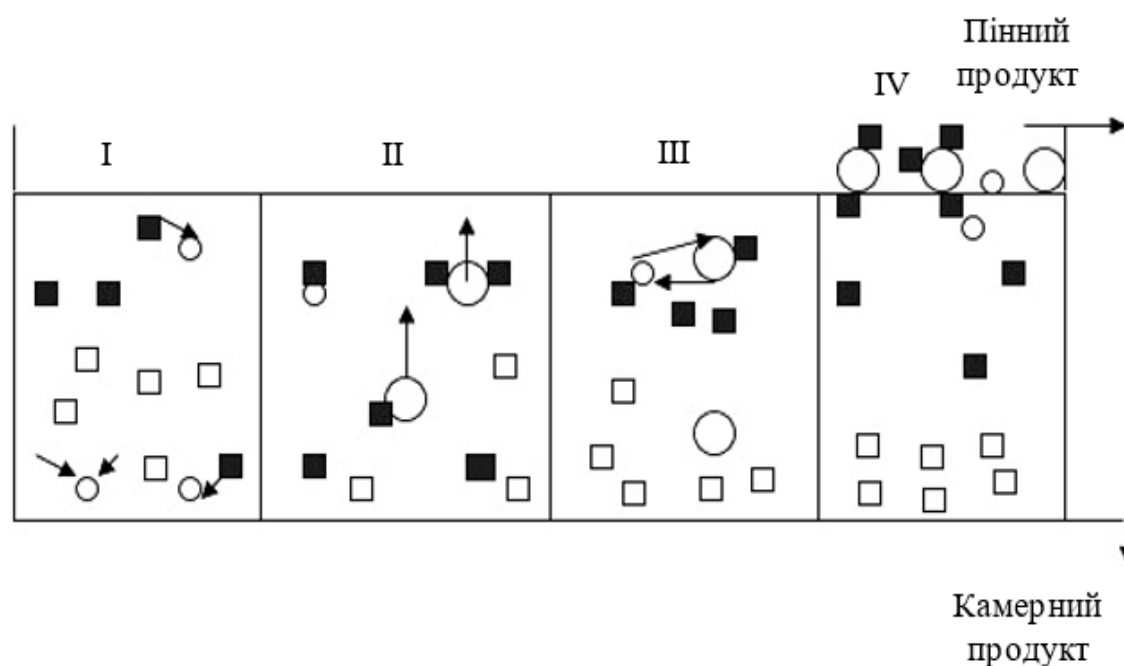


Рисунок 3.8 – Етапи флотаційного процесу

Загальна ймовірність флотації визначається за виразом:

$$W_{\Phi} = W_{co} \cdot W_3 \cdot W_c \cdot W_Y = \frac{1}{dt} \cdot \frac{m_{co}}{m_o} \cdot \frac{m_3}{m_{co}} \cdot \frac{m_c}{m_3} \cdot \frac{m_Y}{m_c} = \frac{1}{dt} \cdot \frac{m_Y}{m_o} \quad (3.38)$$

$$\varepsilon = \frac{m_Y}{m_o} \quad (3.39)$$

де ε – вилучення цінного компонента в пінний продукт в дол.од.

Вилучення в пінний продукт основної маси частинок, що флотуються, досягається в результаті зіткнення і закріплення частинок на бульбашках, утримання на бульбашках при їх підйомі в піну і утримання в піні до її видалення в пінозбірник.

Ймовірність флотації частинки залежить від фізичних та хімічних властивостей частинки – розміру, маси, форми, хімічного складу, стану поверхні. Групу частинок, що мають однакову ймовірність флотації, відносять до одного класу флотованості. Ймовірність флотації частинок даного класу флотованості в одиницю часу відображає всі основні етапи флотаційного процесу.

Зіткнення та закріплення частинок на бульбашці відбуваються під дією гідродинамічних та поверхневих сил. На відстанях від бульбашки, більших у порівнянні з розміром частинок, на частинку діють гідродинамічні сили. На відстанях, малих у порівнянні з розміром частинки, переважають поверхневі сили. Відмінність у масштабах дії різних сил дозволяє відокремити етап зіткнення від етапу закріплення та умовно віднести до етапу зіткнення зближення частинки та бульбашки до відстаней, на яких дія поверхневих сил стає визначальною.

Етап закріплення закінчується фіксацією частинки на бульбашці, етап утримання частинки на бульбашці - збереженням комплексу бульбашка-частинка до виходу в пінний шар. При ударі мінералізованих бульбашок об пінний шар, їх коалесценції в піні, зніманні піни частина частинок випадає з піни і повертається в пульпу. Етап утримання частинок у піні закінчується попаданням частинки у пінний продукт.

3.6 Фізико-математична модель процесу зіткнення мінеральних частинок з повітряними бульбашками. Модель без урахування траєкторії руху рідини навколо бульбашок

За час пробігу dt повітряної бульбашки радіусом R у пульпі утворюється гіпотетичне циліндричне зіткнення бульбашки з твердою частинкою (рис.3.9), при цьому ймовірність зіткнень може бути представлена формулою виду:

$$W_{cm} = \frac{V_n \cdot N}{V \cdot dt} = \frac{\pi \cdot d_n^2 \cdot L_e \cdot N}{4 \cdot V \cdot dt} \quad (3.40)$$

де V – об'єм робочої камери, м^3 ; N – кількість повітряних бульбашок, шт.; V_n – об'єм бульбашки, м^3 .

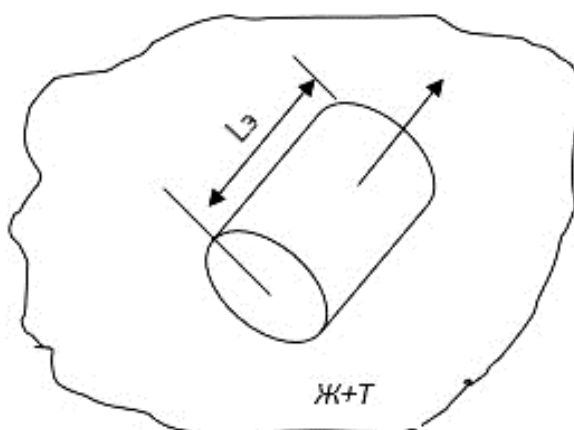


Рисунок 3.9 – Зіткнення бульбашки з твердою частинкою

(L_e – довжина пробігу бульбашки)

З іншого боку, відомо, що коефіцієнт аерації пульпи K_a є відношенням об'єму газоподібної фази до об'єму пульпи [104]:

$$K_a = \frac{V_B}{V} = \frac{V_{II} \cdot N}{V} = \frac{\pi \cdot d_n^3 \cdot N}{6 \cdot V} \quad (3.41)$$

звідси кількість повітряних бульбашок дорівнює:

$$N = \frac{6 \cdot V \cdot K_a}{\pi \cdot d_n^3} \quad (3.42)$$

Підставляючи в отриманий вираз визначення ймовірності зіткнення, отримуємо:

$$W_{CT} = \frac{\pi \cdot d_{II}^2 \cdot L_{\text{Э}} \cdot N}{4 \cdot V \cdot dt} = \frac{\pi \cdot d_{II}^2 \cdot L_{\text{Э}} \cdot 6 \cdot V \cdot K_a}{4 \cdot V \cdot \pi \cdot d_{II}^3 \cdot dt} = \frac{3 \cdot K_a \cdot U}{2 \cdot d_{II}} \quad (3.43)$$

З отриманої формули (3.43) видно, що ймовірність зіткнень обернено пропорційна R повітряних бульбашок, тому в процесі флотації прагнуть максимально диспергувати повітря за умови високотурбулентного робочого потоку ($W_{CT} \sim U$) та максимального його насичення газоподібною фазою ($W_{CT} \sim K_a$). Причому розмір бульбашки робить залежність гіперболічною і за дуже малих значень їх розмірів ймовірність вилучення частинок прагне одиниці.

Зменшення розміру бульбашки знижує швидкість спливання агрегату, але швидкість входить лінійно у вираз ймовірності, тому зниження розміру бульбашок є істотним фактором збільшення інтенсивності процесу флотації.

3.7 Кінематична модель процесу зіткнення бульбашок та мінеральних частинок (вихрова модель)

При захопленні потоком рідини мінеральних частинок з бульбашкою зіткнеться лише їх частина, яка витікає з перерізу, званого перетином прицілювання. При попаданні мінеральних частинок на периферію повітряних бульбашок має місце їхнє закріплення на повітряній поверхні з деформацією або без неї, при цьому величина $\frac{d_{II}}{2} + a$ називається радіусом зіткнень.

Відношення кількості мінеральних частинок, що зіткнулися з повітряною бульбашкою до кількості частинок, які зіткнулися б з ним, під час руху по прямій лінії, а не по лініях потоку прийнято називати коефіцієнтом захоплення E_A , яка чисельно дорівнює:

$$E_A = \frac{\delta}{S} = \frac{\pi \cdot L^2}{\pi \cdot (0,5 \cdot d_{II})^2} = \frac{L^2}{(0,5 \cdot d_{II})^2} \quad (3.44)$$

За визначенням W_{CT} , для умов справжнього флотокомплексу, може бути представлено виразом:

$$W_{CT} = \frac{\delta \cdot U_{\infty} \cdot N}{V} \quad (3.45)$$

де U_{∞} – швидкість руху комплексу бульбашка-частка, м/с; a – розмір деформації бульбашки повітря, м; d_{II} – діаметр бульбашки повітря, м.

Тут:

$$\delta = E_A \cdot S = E_A \cdot \pi \cdot \left(\frac{1}{2} \cdot d_{II} + a\right)^2 \quad (3.46)$$

підставимо це значення в попередню формулу:

$$W_{CT} = \frac{E_A \cdot \pi \cdot \left(\frac{1}{2} \cdot d_{II} + a\right)^2 \cdot U_{\infty} \cdot N}{V} = \frac{E_A \cdot \pi \cdot d_{II}^2 \cdot \left(\frac{1}{2} + \frac{a}{d_{II}}\right)^2 \cdot U_{\infty} \cdot N}{V} \quad (3.47)$$

За визначенням:

$$K_a = \frac{V_{II}}{V} \quad (3.48)$$

$$W_{CT} = \frac{6 \cdot K_a \cdot U_{\infty}}{d_{II}} E_A \cdot \left(\frac{1}{2} + \frac{a}{d_{II}}\right)^2 \quad (3.49)$$

де $\frac{a}{d_{II}}$ - параметр зчеплення.

В отриманій формулі новим є пряма залежність W_{CT} з коефіцієнтом захоплення E_A , що необхідно враховувати під час розробки аераторів флотаційних машин різного типу.

Інерційні сили зменшуються зі зменшенням розмірів мінеральних зерен і за певного критичного числа Стокса Stk мінеральні частинки вже не в змозі подолати сили в'язкості пульпи, тому зіткнення відбудеться виключно за рахунок сил інерції, при цьому мінімальна крупність мінеральних зерен у цьому випадку обчислюється за емпіричною формулою Ю.Б.Рубінштейна [105]:

$$d = \sqrt{\frac{18 \cdot \mu \cdot \delta_g \cdot Re \cdot Stk_{кр}}{(\delta_m - \delta_g) \cdot v}} \quad (3.50)$$

де μ – коефіцієнт динамічної в'язкості рідини в пузах, П; ν – швидкість потоку середовища, м/с; δ_m та δ_g – густини мінеральних зерен та рідини; Re – число Рейнольдса, (безрозм.); Stk – критерій Стокса, (безрозм.).

Критерій Стокса визначається за формулою:

$$Stk = \frac{\lambda}{2 \cdot R} = \frac{\rho \cdot d^2 \cdot \nu}{\eta \cdot L} \quad (3.51)$$

де λ – інерційний пробіг частинки, м; R – характеристичний радіус системи (кулі або циліндра), м; ρ – густина частинки, кг/м³; d – діаметр частинки, м; ν – швидкість рідини, м/с; μ – коефіцієнт динамічної в'язкості, Н·с/м²; L – характеристична довжина системи (кулі або циліндра), м.

Число Рейнольдса визначається за формулою:

$$Re = \frac{\delta \cdot U \cdot R}{\mu} \quad (3.52)$$

де R – радіус частинки або радіус кулі, м; δ – густина потоку, кг/м³; U – швидкість руху частинок, м/с; μ – коефіцієнт динамічної в'язкості, Н·с/м²;

За умови, що число Рейнольда Re менше одиниці (ламінарна течія), діє закон Стокса [106]:

$$F_R = 6 \cdot \pi \cdot \mu \cdot \frac{d_{II}}{2} \cdot U[H] \quad (3.53)$$

де F_R – сила тертя, що долається, Н; V – швидкість кулі щодо рідини або швидкість частинки, м/с; μ – коефіцієнт динамічної в'язкості, Н·с/м²; d_{II} – діаметр бульбашки повітря, м.

Таким чином ймовірність зіткнення частинки твердої фази пульпи з бульбашкою є функцією розміру бульбашки і чим менший її діаметр, тим більша ймовірність зіткнення. Тому процес флотації бажано вести при малих діаметрах бульбашок.

3.8 Розробка методики визначення оптимального дозування реагенту-збирача при флотації

Відомо, що у флотаційному процесі малі дозування реагентів спочатку покращують процес вилучення корисних мінералів, потім при перевищенні деякого значення витрати реагентів процес погіршується. [107,108]. Зміна витрати реагентів на кілька десятків грамів після досягнення екстремуму значно впливає на показники збагачення процесу флотації.

Підібрати оптимальну витрату реагенту-збирача можна проводячи безліч випробувань, але тоді в кожному новому випадку необхідно проводити такі випробування, у зв'язку з цим цікавий пошук теоретичних передумов у цьому напрямку. Грунтуючись на відомих лабораторних дослідженнях спробуємо розробити теоретичну модель визначення оптимальних дозувань реагенту-збирача під час флотації для вилучення вугільних частинок із золи винесення ТЕС.

Реагенти-збирачі являють собою велику групу органічних реагентів: сумішей та індивідуальних речовин, дуже різноманітних та складних за своїм складом та будовою. Вони застосовуються для вибіркової гідрофобізації поверхні мінералів у флотаційній пульпі з метою полегшення прикріплення мінеральних частинок, що флотуються, до повітряних бульбашок для подальшого вилучення їх в концентрати. Таким чином, реагенти-збирачі закріплюються (адсорбуються) на поверхнях мінералів, гідрофобізують їх, тобто сприяють збільшенню спорідненості мінералів до повітря. При взаємодії мінералів з реагентами-збирачами під час флотації спостерігається утворення плівок на поверхні мінеральних частинок. Товщина цієї плівки іноді буває значною, внаслідок нерівномірного дозування, малоефективного контактування пульпи з реагентом та інших причин [109,110]. Це спричиняє перевитрату реагенту, а також погіршує якісні та кількісні показники флотаційного процесу. Дозування реагентів є одним із найголовніших факторів, що впливають на процес флотації. Поняття дозування малої чи великої кількості реагенту у процес

флотації автором не розглядається, пропонується визначення оптимальної (чи номінальної) кількості реагенту-збирача. Тому завданням цього дослідження є створення методики визначення оптимальної (або номінальної) кількості реагенту-збирача або поверхнево-активної речовини (ПАР), яку необхідно подавати до пульпи при флотації золи винесення ТЕС.

Як відомо [111,112], найбільш прийнятним методом збагачення вугільних частинок крупністю менше ніж 2,5 мм є пінна флотація. Сам процес флотації відбувається наступним чином, при змішуванні частинок вугілля з водою у присутності відповідного реагенту-збирача на поверхні вугільних частинок створюється шар, що різко зменшує їх змочуваність водою. Присутні в пульпі частинки породи при цьому легко змочуються водою. Інтенсивне перемішування з додатковою аерацією пульпи зумовлює появу піни, внаслідок додавання певної кількості реагенту піноутворювача (іноді збирач є піноутворювачем). Частинки вугілля прилипають до повітряних бульбашок та виносяться вгору, де концентруються в піні. Частинки породи залишаються в масі рідини, оскільки вони позбавлені здатності прилипати до повітряних бульбашок. Таким чином здійснюється розділення цінного компонента та породи.

Флотаційні процеси збагачення припускають взаємодію частинок з реагентами на молекулярному рівні, тому і реагент-збирач також має брати участь на цьому рівні. Мінімальна кількість його має бути такою, щоб покривати поверхню частинок з надлишком, тобто залишати деякі місця вільної поверхні. Залишимо поки що осторонь такі невизначені поняття і припустимо, що реагент-збирач повинен покривати всю поверхню частинок моношаром в один розмір молекули збирача. Найкращі умови впливу реагентів спостерігаються у тому випадку, коли вони розташовуються на частинці моношаром молекул. Така умова спостерігається також при склеюванні тіл: чим тонший шар клею – тим міцніший контакт [113,114,115]. І коли товщина шару прагне до нуля, тоді міцність склеювання прагне міцності матеріалу тіл. Розглядаючи поверхню вугільної частинки золи рис. 3.10 автор виявив, що на поверхні частинки є різноманітні впадини, і як наслідок реагент-збирач потрапивши на таку поверхню

заповнюватиме ці нерівності (порожнечі), тому витрата реагенту-збирача залежатиме від об'єму цих впадин, які необхідно заповнити.

Припустимо, частинки паливної маси в золі винесення ТЕС мають нерівності поверхні з різною частотою проходження виступів та впадин і різною амплітудою. Таким чином, функція зміни поверхні частинки є випадковою нестационарною функцією, оскільки залежить від розміру частинки: Великі частинки мають амплітуди зміни поверхні вищі, а малі частинки – малі. Спостереження показали, що загальної закономірності зміни функції поверхні частинки поки що не встановлено. Загалом ми можемо судити про цю функцію за рис. 3.10, зробленому під мікроскопом.

Сепарацію цієї маси передбачається виконувати з допомогою флотації. Відомо, що цей процес вимагає застосування різноманітних добавок, що сприяють стабілізації пульпи у всіх її станах у флотомашині. Добавки впливають на флотаційний процес екстремально: малі значення спочатку покращують показники сепарації, а потім, за їх надлишку, погіршують. Випробуємо таку теорію.

Добавки отримали назву реагенти-збирачі або ПАР. Вони розподіляються досить тонкою плівкою на поверхні частинок. У місцях заглиблень поверхні накопичуються в товстіші шари, потім розподіляються по всій поверхні частинки утворюючи суцільний шар реагенту.

Це найкраще поєднання ПАР та твердої маси. Потім надлишок ПАР починає ізолювати розділяючі властивості частинок і сепарація погіршується. Спробуємо розкрити ці положення.

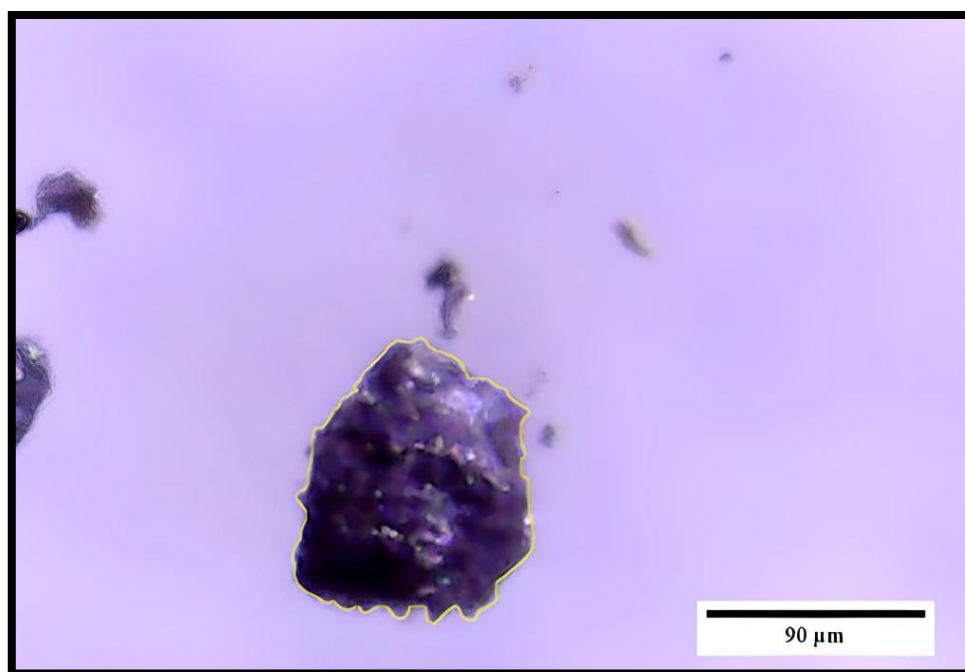


Рисунок 3.10 – Зміна поверхні частинки вугілля із золи винесення ТЕС

Частинки твердого продукту після деякого подрібнення мають вільну поверхню неправильної форми, яка у будь-якому поперечному перерізі нагадує випадкову функцію [116,117]. Для визначення закономірностей цієї функції зручно розгорнути поверхню такого перерізу в горизонтальному напрямку області середнього значення рис. 3.11.

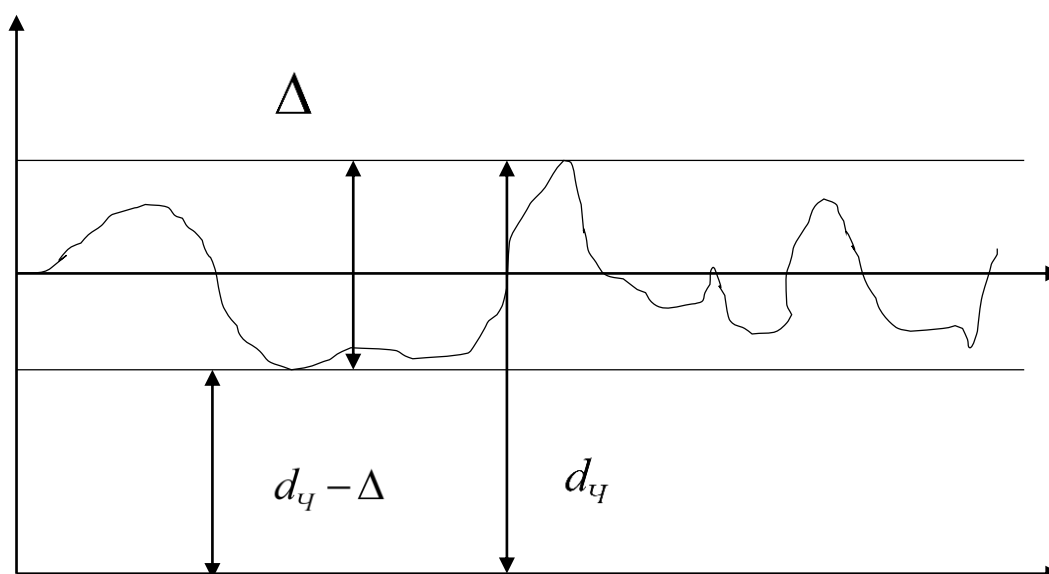


Рисунок 3.11 – Крива перерізу поверхні частинки

Над лінією середнього значення маємо виступи, а під ним – впадини. Прийmemo найбільший виступ як величину, яка характеризує розмір частинки d_q , а найменшу впадину, як величину, яка характеризує безперервну тверду фазу $d_q - \Delta$.

Об'єм V_{II} , який включає порожнечі (виступи та впадини), становить величину:

$$V_{II} = \frac{\pi \cdot d_q^3}{6} - \left(\frac{\pi \cdot (d_q - \Delta)^3}{6} \right) \cdot k \quad (3.54)$$

де k - частина об'єму, заповнена твердою фазою; Δ – різниця між величиною виступу та впадини поверхні частинки; n – кількість Δ , що укладаються в розмірі частинки.

Вміст порожнин (виступи та впадини) по відношенню до об'єму частинки f_{II} , буде:

$$f_{II} = \frac{V_{II}}{V_{II}} = 1 - \left(\frac{d_q - \Delta}{d_q} \right)^3 \cdot k = 1 - \left(1 - \frac{\Delta}{d_q} \right)^3 \cdot k \quad (3.55)$$

Відношення $\frac{\Delta}{d_q}$ є чимось подібним до відношення середнього

квадратичного відхилення до середнього значення, тобто його можна виразити в кількостях Δ , що укладаються у розмірі частинки d_q .

$$n \cdot \Delta = d_q \quad (3.56)$$

А величину k також виразимо, як відношення цих же величин:

$$k = \frac{d_q}{d_q - \Delta} \quad (3.57)$$

Підставивши дані відношення у вираз (3.55) для f_{II} , маємо:

$$f_{II} = 1 - \left(1 - \frac{1}{n} \right)^3 \cdot k = 1 - \left(1 - \frac{1}{n} \right)^3 \cdot \frac{n}{n-1} \quad (3.58)$$

Коли $n \rightarrow 0$, то $f_{II} \rightarrow 1$, що означає вся частинка являє собою об'єм, що включає порожнечі (виступи та впадини).

Коли ж $n \rightarrow \infty$ (порожнин немає), то $f_{II} \rightarrow 0$. Наприклад, частинка нагадує форму кулі.

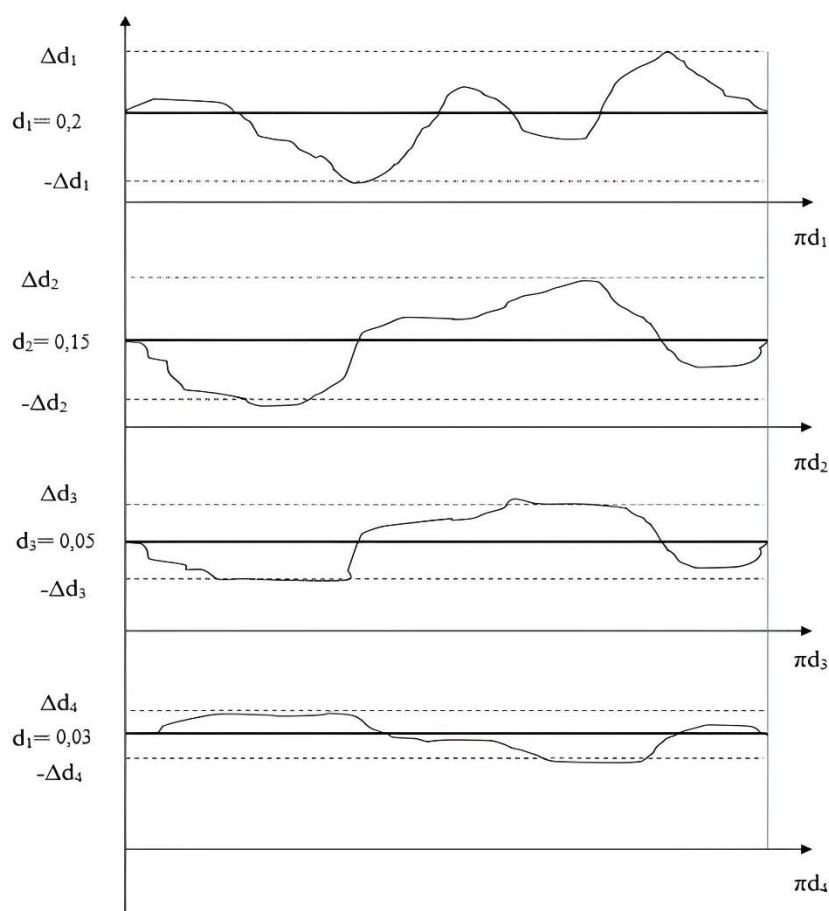


Рисунок 3.12 – Відхилення від кулястості поверхні вугільних частинок вилучених із золи ТЕС залежно від крупності

Для вивчення закономірностей зміни поверхні вугільних частинок використано статистичний підхід шляхом візуального дослідження під мікроскопом нерівностей поверхні вугільних частинок золи винесення ТЕС для визначення об'єму порожнеч. На рис 3.12 наведено графік зміни поверхні вугільних частинок в залежності від крупності. Чим більший розмір частинок, тим більша зміна нерівностей поверхні частинки, тим більший вміст порожнин, які заповнюватиме речовина ПАР і тим менша різниця між поверхнею виступів і поверхнею впадин.

Розглянемо чисельно, скільки знадобиться реагенту-збирача для технологічного потоку. Визначимо вміст порожнин (виступи та впадини) у вугільних частинках золи ТЕС, розрахунки занеситимемо в табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Результати розрахунку показників

| № | Показник розрахунку | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
|---|----------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 1 | d , мм | 0,01 | 0,02 | 0,03 | 0,05 | 0,1 | 0,15 | 0,2 |
| 2 | exp | 0,81 | 0,66 | 0,54 | 0,35 | 0,12 | 0,04 | 0,02 |
| 3 | Δexp | 0,19 | 0,15 | 0,12 | 0,18 | 0,23 | 0,08 | 0,03 |
| 4 | n | 34 | 42 | 49 | 58 | 66 | 69 | 70 |
| 5 | $\left(1 - \frac{1}{n}\right)^3$ | 0,914 | 0,930 | 0,940 | 0,949 | 0,955 | 0,957 | 0,958 |
| 6 | $\left(\frac{n}{n-1}\right)$ | 1,030 | 1,024 | 1,021 | 1,018 | 1,015 | 1,015 | 1,014 |
| 7 | f_{II} | 0,058 | 0,047 | 0,040 | 0,034 | 0,030 | 0,029 | 0,028 |
| 8 | $f_{II} \Delta exp$ | 0,011 | 0,007 | 0,005 | 0,006 | 0,007 | 0,002 | 0,001 |

Сума 8 рядка $f_{II} \cdot \Delta exp$ (вміст порожнеч) становить 0,039. Об'єм порожнин (виступів та впадин), який необхідно заповнити реагентом (гасом), визначимо за формулою:

$$V_{II} = W_T \cdot \gamma_{вугл.част.} \cdot \sum f_{II} \cdot \Delta exp \quad (3.59)$$

де W_T – об'ємна витрата твердого, м³/с; $f_{II} \cdot \Delta exp$ – вміст порожнеч у частинках, дол.од.; $\gamma_{вугл.част.}$ – вміст вугільних частинок у вихідній пробі золи винесення, дол.од.

Визначимо технічні параметри пульпи, яка надходить на флотацію:

- при продуктивності потоку $Q_{\Pi} = 100 \left[\frac{m}{\text{год}} \right] = 27,78 \left[\frac{\text{кг}}{c} \right]$ та масовому вмісті твердого $P_T = 0,3$, густина твердого $\delta_T = 2100 \left[\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right]$, густина води $\delta_B = 1000 \left[\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right]$.

Основні співвідношення величин у пульпі становитимуть:

- об'ємна витрата твердого, W_T :

$$W_T = \frac{Q_{\Pi}}{\delta_T} = \frac{27,78}{2100} = 0,0132 \left[\frac{\text{м}^3}{c} \right] \quad (3.60)$$

- кількість води, Q_B :

$$Q_B = Q_{\Pi} \cdot \frac{1 - P_T}{P_T} = 27,78 \cdot \frac{1 - 0,3}{0,3} = 64,82 \left[\frac{\text{кг}}{c} \right] \quad (3.61)$$

- об'ємна витрата води, W_B :

$$W_T = \frac{Q_B}{\delta_B} = \frac{64,82}{1000} = 0,0648 \left[\frac{\text{м}^3}{c} \right] \quad (3.62)$$

- густина пульпи, δ_{Π} :

$$\delta_{\Pi} = \frac{Q_{\Pi} + Q_B}{W_T + W_B} = \frac{27,78 + 64,82}{0,0132 + 0,0648} = 1187,17 \left[\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right] \quad (3.63)$$

- об'ємний вміст твердого, P :

$$P = \frac{\delta_{\Pi} - \delta_B}{\delta_T - \delta_B} = \frac{1187,11 - 1000}{2100 - 1000} = 0,17 \quad (3.64)$$

- об'ємна витрата пульпи, W_{Π} :

$$W_{\Pi} = \frac{Q_{\Pi}}{\delta_{\Pi}} = \frac{27,78}{1187,11} = 0,023 \left[\frac{\text{м}^3}{c} \right] \quad (3.65)$$

Підставимо значення та визначимо об'єм пустот V_{Π} в вираз (3.59):

$$V_{\Pi} = W_T \cdot \gamma_{\text{вузл.част.}} \cdot \Sigma f_{\Pi} \cdot \Delta \text{exp} = 0,0132 \cdot 0,039 \cdot \frac{20}{100} = 0,000103 \frac{\text{м}^3}{c} = 103,81 \frac{\text{см}^3}{c}$$

При продуктивності потоку 27,78 кг/с потрібно подавати 103,81 см³ гасу за секунду. Густина гасу $\rho_{\text{гасу}} = 0,8 \frac{\text{г}}{\text{см}^3}$.

Тоді маса гасу складе:

$$m_{\text{гасу}} = V_{\text{П}} \cdot \rho_{\text{гасу}} = 103,81 \cdot 0,8 = 83,05 \text{ г} / \text{с}$$

На кожні 27,78 кг/с руди припадає 83,05 г гасу. Визначимо витрату реагенту-збирача (гасу) на 1 тонну початкової сировини, використавши наступне співвідношення:

$$1000 \text{ кг} (\text{вхід.сировина}) - X \text{ г} (\text{гасу}) = 27,78 \text{ кг} (\text{вхід.сировина}) - 83,05 \text{ г} (\text{гасу})$$

$$\text{звідки, } X = \frac{1000 \cdot 83,05}{27,78} = 2989,6 \text{ г} / \text{т}$$

Велика кількість реагенту-збирача або ПАР призводить до того, що речовина обволікає частинки корисного мінералу і породи настільки, що вони поступово втрачають свої властивості речовини і приймають властивості ПАР, що в результаті призводить до вилучення в концентрат частинок породи [118]. Разом з тим ПАР повинні тільки посилювати поверхневі властивості частинок, але не затьмарювати їх розділяючі властивості.

Знаючи нерівномірність поверхні вугільних частинок золи винесення ТЕС, яка характеризується наявністю виступів та впадин, за допомогою математичних моделей можна визначити витрату флотаційного реагенту-збирача. Згідно з теоретичними розрахунками отримано витрату збирача гасу 2989,6 г/т, що досить близько до даних лабораторних досліджень (3000-3500 г/т).

З цього випливає, що будь-яку сировину, яку планується збагачувати методом флотації, необхідно оглянути під мікроскопом, детально вивчити поверхню частинок і в результаті чого можна попередньо не проводячи лабораторних випробувань визначити витрату реагенту-збирача, яка буде оптимальною для відповідної сировини.

3.9 Висновки за розділом

1. Зі збільшенням крайового кута змочування θ зменшується вільна енергія системи. Таким чином, чим більшу гідрофобність має частинка мінералу, тим краще відбувається її прилипання до бульбашки повітря.

2. Активність аполярного реагенту-збирача значною мірою залежить від дисперсності його крапель. Найбільше вилучення цінного компонента досягається при емульсії з діаметром крапель реагенту-збирача 5-10 мкм. Флотаційна машина ЕФМ за рахунок принципу роботи виступає свого роду емульгатором, при підвищенні тиску пульпи дисперсність крапель реагенту зменшується. Порівнюючи гранулометричний склад бульбашок повітря у флотаційних камерах флотомашин ЕФМ і МФВ, можна сказати, що середня крупність бульбашок на флотаційній машині ЕФМ менше в 2 рази в порівнянні з флотомашиною МФВ і становить 1 мм. З цього випливає що чим менше середня крупність бульбашок повітря тим менший розмір крапель реагенту-збирача і тим вище вилучення паливної маси в пінний продукт.

3. При спливанні бульбашки повітря у флотаційній камері є безліч подій сприятливих зустрічі та закріпленню його на поверхні частинок твердого мінералу. На початку його руху ймовірність сприятливого вилучення частинки висока, потім у міру руху вже агрегату, ця ймовірність знижується і в кінці руху практично вся поверхня бульбашки заповнена частинками. Ймовірність зустрічі та закріплення частинки на поверхні бульбашки повітря пропорційна відношенню розмірів частинки до вільної поверхні бульбашки.

4. Залежно від флотаційної властивості корисних копалин, мінеральна частинка розташовується на межі контакту, або відкидається в бік газової або рідинної фаз. Знаючи такі параметри як середня крупність мінеральних частинок і повітряних бульбашок можна визначити, яка кількість частинок може бути розміщена на поверхні повітряної бульбашки. Що в кінцевому підсумку дозволяє визначити співвідношення газової та твердої фаз відповідно до особливостей корисного мінералу у твердій фазі та структури повітряної фази. Визначено, що

при продуктивності технологічного комплексу з переробки золошлакової сировини 27,78 кг/с (100 т/год) мінімальна кількість повітряної фази, яку необхідно подати в процес, становить 0,0173 м³/с.

5. Визначено ймовірність флотації, засновану на чотирьох етапах взаємодії частинок та повітряних бульбашок: зіткнення, закріплення частинки на поверхні повітряної бульбашки, збереження агрегату частинка-бульбашок, утримання частинок у пінному шарі. З чого випливає, що загальна ймовірність флотації визначається як вилучення цінних частинок в одиницю часу.

6. Зменшення розміру бульбашки повітря знижує швидкість спливання агрегату, але швидкість входить лінійно у вираз ймовірності, тому зниження розміру бульбашок є істотним фактором збільшення інтенсивності процесу флотації.

7. Ймовірність зіткнення мінеральної частинки і бульбашки повітря є функцією розміру бульбашки і що менше її діаметр, то більша ймовірність зіткнення. Тому процес флотації необхідно вести при малих діаметрах бульбашок повітря.

8. Будь-який переріз поверхні твердих частинок являє собою в проекції випадкову функцію з виступами і впадинами, що чергуються. Зіставлення поверхні частинки з поверхнею овалу чи кулі дає відхилення у більшу чи меншу боку, тобто утворюються виступи та впадини. Впадини є ініціаторами накопичення зайвої кількості реагенту-збирача або ПАР. Отримано аналітичні співвідношення, за допомогою яких можна оцінити вміст порожнин (виступи та впадини) в частинках корисного компоненту та їх відношення до об'єму частинки і далі, визначити необхідну (оптимальну) кількість реагенту-збирача для флотаційного процесу. На цій підставі складено методику розрахунку оптимальної витрати реагенту-збирача або ПАР для вилучення вугільних частинок із золи винесення ТЕС методом флотації.

9. Чим більший розмір частинок, тим більша зміна нерівностей поверхні частинки, тим більший вміст порожнин (виступів та впадин), які заповнюватиме реагент-збирач або поверхнево-активна речовина (ПАР) і тим менша різниця між

поверхнею виступів і поверхнею впадин. Таким чином, кількість ПАР, необхідної для задовільного процесу флотації залежить і від гранулометричного складу сировини.

РОЗДІЛ 4

ТЕХНОЛОГІЯ ПЕРЕРОБКИ ЗОЛОШЛАКОВИХ ВІДХОДІВ ВУГІЛЬНИХ ТЕПЛОЕЛЕКТРОСТАНЦІЙ

Отримані теоретичні та практичні знання з переробки ЗШВ вугільних ТЕС дозволяють визначити основні вимоги до технології переробки:

1.1. Технологія переробки має бути безвідходною, сумарний вихід всіх продуктів переробки має прагнути до 100%.

1.2. Технологія переробки має бути спрямована на отримання максимального прибутку.

1.3. Методи переробки, що застосовуються, не повинні негативно впливати на навколишнє середовище.

Для досягнення поставленої мети необхідно зробити наступний вплив на ЗШВ ТЕС:

- здійснювати розділення золошлакової суміші за рахунок застосування сепараційних та фізико-хімічних методів;
- змінювати фазові складові ЗШВ для отримання продуктів збагачення необхідної якості;
- технологічний процес, що застосовується, повинен визначатися необхідними технічними умовами на вироблену продукцію.

Залежно від типу спалюваного вугілля, їх реакційної здатності, мінерального складу, параметрів топкового процесу вміст незгорілих вугільних частинок у ЗШВ може змінюватися від 5 до 20% протягом кількох годин [119,120]. З цього випливає, що перед початком відпрацювання карти зберігання ЗШВ ТЕС необхідно провести випробування відповідно до норм і перед подачею їх у технологічний процес зробити якісне усереднення початкового матеріалу для забезпечення максимально можливої рівномірності складу сировини.

4.1 Методи переробки

Загалом для комплексної переробки ЗШВ ТЕС слід застосувати три методи розділення: гравітаційний, флотаційний та магнітний.

Метод гравітаційний, застосовується для відокремлення шлаків від золи винесення, межа крупності розділення – 0,315 мм.

Розроблений флотаційний спосіб забезпечує отримання вугільного концентрату із зольністю 21,80%. Процес флотації відбувається у присутності флотаційних реагентів – збирач (гас) та спінювач (масло Т-66), які є ефективними для переробки ЗШВ ТЕС. Отриманий в результаті камерний продукт флотації (мінеральна частина золи винесення) має зольність до 98,10%.

Магнітний метод застосовується для вилучення магнітного залізовмісного продукту із загального потоку пульпи. Магнітний продукт, що отримується, характеризується вмістом Fe_2O_3 не менше 45%.

4.2 Характеристика продуктів переробки

Переробка ЗШВ ТЕС призводить до утворення таких продуктів:

- 1) шлак;
- 2) вугільний концентрат золи;
- 3) мінеральна частина золи;
- 4) залізовмісний продукт.

Шлаки, що відокремлюються при класифікації на грохоті можуть бути використані для відсипання промислових доріг, ярів, як дешевий замітник щебеню і т.д.

Вугільний концентрат є сумішшю вугільних частинок з мінеральними домішками, зольність даного продукту складає 21,80%. Хімічний аналіз вугільного концентрату дозволяє використовувати його у двох галузях – енергетиці та металургії.

Мінеральна частина золи характеризується наявністю великої кількості SiO_2 , що робить цей продукт перспективним, з точки зору застосування його в дорожньо-будівельній індустрії.

Залізовмісний продукт можна використовувати як обтяжувач при збагаченні вугілля. Застосовувати даний концентрат для виплавки сталі не є можливим унаслідок низького вмісту $\text{Fe}_{\text{заг}}$. Отримання високоякісного залізовмісного продукту вимагає розробки окремої технологічної схеми з використанням операцій подрібнення та багатостадійної магнітної сепарації. У зв'язку з цим на технологічній схемі буде показано процес магнітної сепарації, але розрахунки щодо цього продукту наводиться не будуть. Хімічний склад продуктів переробки ЗШВ представлений у таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Хімічний склад продуктів переробки ЗШВ ТЕС

| Компонент | Шлак | Вугільний концентрат золи | Мінеральна частина золи | Залізовмісний продукт |
|-------------------------|--------|---------------------------|-------------------------|-----------------------|
| SiO_2 | 69,2 | 13,7 | 57,96 | 22,90 |
| Al_2O_3 | 16,85 | 5,23 | 24,11 | 10,65 |
| Fe_2O_3 | 2,67 | 1,50 | 4,55 | 45,57 |
| FeO | 1,80 | 1,07 | 2,32 | 11,18 |
| TiO_2 | 0,80 | 0,29 | 0,84 | 0,39 |
| CaO | 1,23 | 0,81 | 3,38 | 2,95 |
| MgO | 1,02 | 0,53 | 1,65 | 3,22 |
| $\text{S}_{\text{заг}}$ | 0,01 | 0,34 | 0,03 | 0,04 |
| K_2O | 4,65 | 1,25 | 2,31 | 0,62 |
| Na_2O | 1,05 | 0,23 | 0,78 | 0,41 |
| P_2O_5 | 0,02 | 0,04 | 0,40 | 0,12 |
| MnO | 0,03 | 0,02 | 0,09 | 1,02 |
| C | 0,67 | 75,0 | 1,56 | 0,93 |
| Сума | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

Вугільний концентрат золи має такі характеристики: масова частка вуглецю на робочу масу, не менше ніж 75,00 %; теплота згоряння, МДж/кг, не

менше ніж 21,5; зольність продукту 21,80%; масова частка вологи не більше ніж 25,0 %; масова частка сірки не більше ніж 0,34%; вихід летючих не більше 3,4%.

У складі мінеральної частини золи переважають оксиди кремнію – 58,0 % та алюмінію 24,11 %. Мінеральна частина золи характеризується наступними показниками: зольність не менше ніж 98,10%; насипна об'ємна густина 1245 кг/м³; справжня густина 2100 кг/м³; масова частка вологи не більше ніж 25,00 %; вміст сірки не більше 0,03%.

У складі залізовмісного продукту переважає суміш оксидів заліза (тривалентний та двовалентний), власне магнетит, - 55,0 %, також спостерігається незначна частка суміші алюмосилікатів – 33,0 %. Залізовмісний продукт має насипну густину 1795 кг/м³; справжня густина 3500 кг/м³; масова частка вологи 25,00%; вміст сірки не більше ніж 0,04 %; залишок на ситі № 0,08 мм – 6,9%.

4.3 Використання продуктів переробки

Шлак може використовуватися як замітник щебеню для відсіпання промислових доріг.

Вугільний концентрат золи може бути використаний:

- як добавка до котельного палива теплоелектростанції з теплотворною здатністю не менше ніж 21,5 МДж/кг;
- для утеплення дзеркала металу при розливанні спокійних марок сталі замість зольно-графітових сумішей. Витрата суміші становить 2,0-3,5 кг/т сталі;
- може знайти застосування як сорбент нафтопродуктів та ПАР;
- компонент при виготовленні резино-технічних виробів;
- може застосовуватись для виробництва паливних брикетів для населення.

Мінеральна частина золи може бути використана як:

- замітник цементу;
- наповнювач у бетонах;

- наповнювач при дорожньому будівництві, або виступати як замітник піску;
- у виробництві сухих будівельних сумішей;
- наповнювач при виробництві полімерів.

4.4 Опис технологічної схеми

Розроблена технологічна схема показана на рис 4.1. Початковий матеріал 1 надходить на дезінтеграцію (I), де матеріал змішується з водою в співвідношенні Ж:Т=3,23, утворена пульпа з масовим вмістом твердого 23,65% надходить на грохот (II). При грохоченні відбувається класифікація матеріалу по крупності 0,315 мм. Надрешітний продукт 4 крупністю +0,315 мм являє собою шлак, який розвантажується з грохота та складається. Підрешітний продукт 3 крупністю менше -0,315 мм надходить в операцію контактування (III) куди додаються флотаційні реагенти, час контактування становить 4 хв. Підготовлена пульпа надходить в основну флотацію (IV), час флотації становить 3 хв. Отриманий пінний продукт 6 надходить в операцію контактування (V), куди подаються додаткові «голодні» дозування флотореагентів, час контактування становить 3 хв. Далі підготовлена пульпа надходить на флотаційну перечистку I (VI), час флотації становить 2,5 хв. Отриманий пінний продукт 9 надходить на процес контактування (VII), куди додаються «голодні» дозування флотореагентів, час контактування 3 хв. Після чого підготовлена пульпа надходить на флотаційну перечистку II (VIII) час флотації становить 2,5 хв. Пінний продукт 12 який є кінцевим вугільним концентратом необхідної якості, який надходить на фільтрування (IX). В результаті фільтрування одержуємо зневоднений вугільний концентрат 14 з вологістю до 25%, фільтрат 15 направляється в систему оборотного водопостачання. Камерний продукт 7 основної флотації (IV) об'єднується з камерними продуктами I перечисної флотації (VI) і II перечисної флотації (VIII), об'єднаний продукт 16 направляється в операцію контактування (X) куди додаються флотаційні

реагенти, час контактування 4 хв. Далі підготовлена пульпа надходить на контрольну флотацію (XI), час флотації 4 хв. Пінний промпродукт, що утворився 17 повертається на основну флотацію (IV). Камерний продукт 18 прямує в операцію фільтрування (XII). Зневоднений продукт 19 (мінеральна частина золи) є кінцевим з необхідною якістю та вологістю до 25%. Фільтрат з прес-фільтра надходить у систему водооборотного водопостачання.

Додатком до схеми може бути застосування магнітної сепарації для вилучення залізовмісного продукту з мінерального наповнювача. В результаті магнітної сепарації можна отримати залізовмісний продукт 21 та очищений мінеральний наповнювач 22.

Якісно-кількісна схема представлена на рис 4.2. Розрахунок кількісно-якісної схеми проведено за допомогою основних співвідношень [121,122,123] в програмі Microsoft Excel:

$$\begin{cases} \gamma_n = \gamma_k + \gamma_e \\ \gamma_n \cdot A_n^d = \gamma_k \cdot A_k^d + \gamma_e \cdot A_e^d \end{cases} \quad (4.1)$$

$$\gamma_k = \left(\frac{A_n^d - A_e^d}{A_k^d - A_e^d} \right) \cdot \gamma_n \quad (4.2)$$

$$\gamma_e = \left(\frac{A_k^d - A_n^d}{A_k^d - A_e^d} \right) \cdot \gamma_n \quad (4.3)$$

$$E_n = E_k + E_e \quad (4.4)$$

$$E_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta}{\alpha} \quad (4.5)$$

$$E_e = \frac{\gamma_e \cdot \theta}{\alpha} \quad (4.6)$$

де γ_n – вихід початкового матеріалу, %; γ_k – вихід концентрату, %; γ_e – вихід відходів, %; A_n^d – зольність початкового матеріалу, %; A_k^d – зольність концентрату, %; A_e^d – зольність відходів, %; E_n – вилучення корисного

компонента у початковому матеріалі, %; E_K – вилучення корисного компонента в концентрат, %; E_B – вилучення корисного компонента у відходи, %.

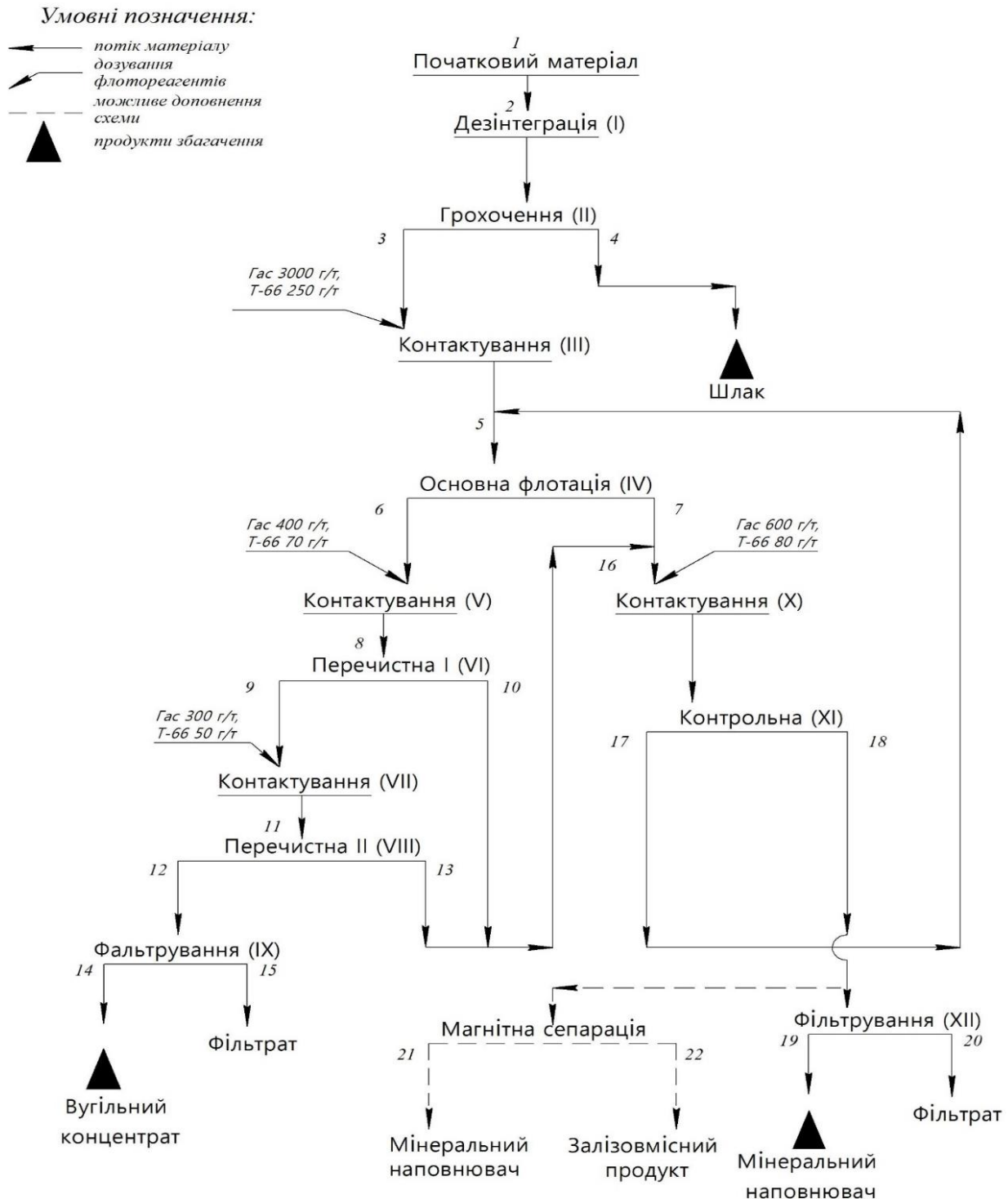


Рисунок 4.1 – Технологічна схема переробки ЗШВ ТЕС

Умовні позначення:

- Y, % - вихід продукту, %
- A^з, % - зольність продукту, %
- E, % - виділення зольної частини продукту, %
- E_{пелетизац.}, % - виділення паливної частини продукту, %
- ← потік матеріалу
- ↙ дозування флотореагентів
- - - можливе доповнення схеми
- ▲ продукти збагачення

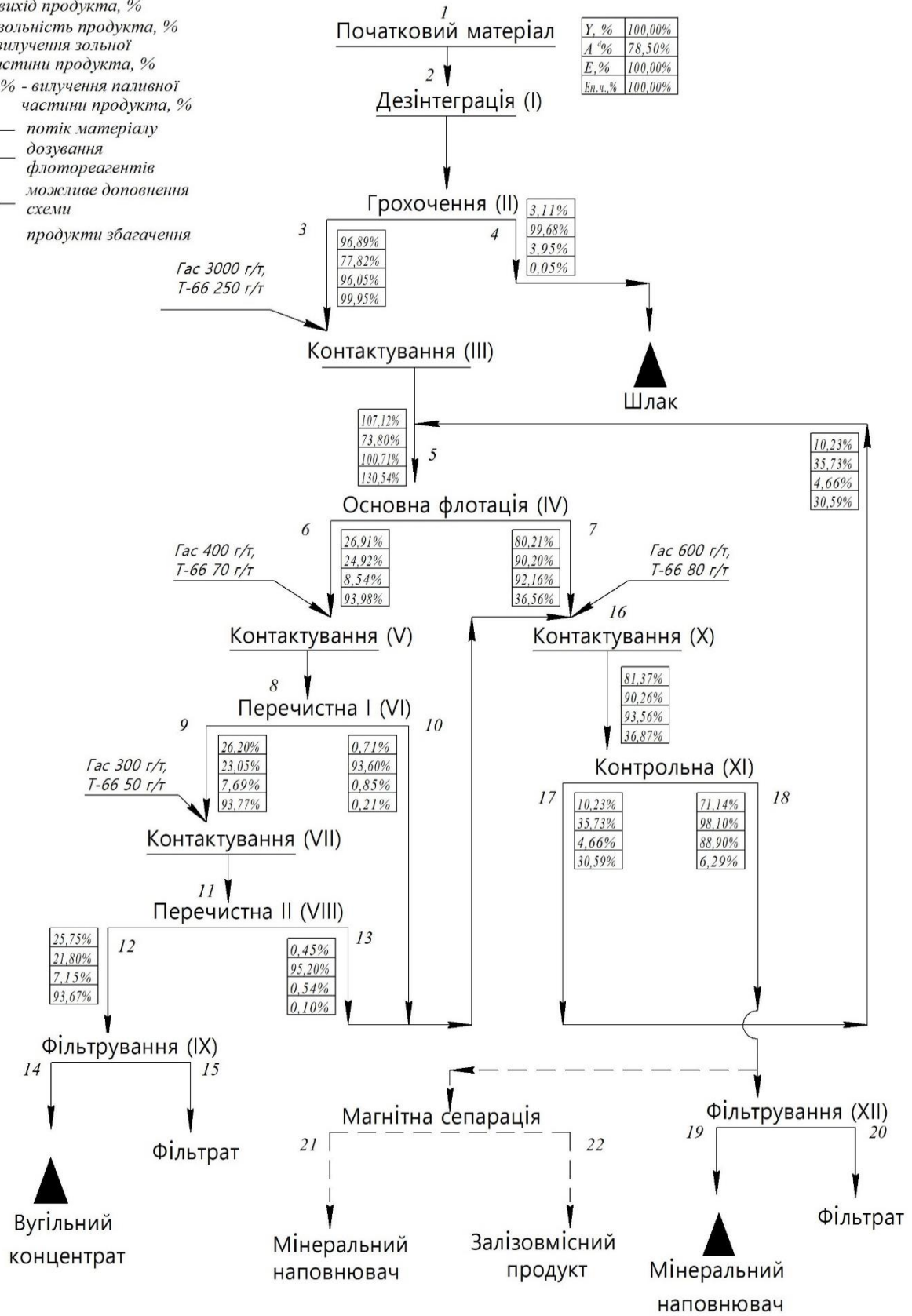


Рисунок 4.2 – Якісно-кількісна схема переробки золашлакових відходів ТЕС

У таблиці 4.2 представлений баланс продуктів переробки відповідно до операцій флотації, у таблиці 4.3 наведено загальний баланс продуктів переробки ЗШВ ТЕС.

Таблиця 4.2 – Баланс продуктів переробки ЗШВ за операціями флотації

| Основна флотація | Найменування продукту | Показники розділення, % | |
|-----------------------|-----------------------|-------------------------|-----------|
| | | Вихід | Зольність |
| Основна флотація | Концентрат 1 | 26,91 | 24,92 |
| | Відходи 1 | 80,21 | 90,20 |
| | Початковий | 107,12 | 73,80 |
| I Перечисна флотація | Концентрат 2 | 26,20 | 23,05 |
| | Відходи 2 | 0,71 | 93,60 |
| | Початковий | 26,91 | 24,92 |
| II Перечисна флотація | Концентрат 3 | 25,75 | 21,80 |
| | Відходи 3 | 0,45 | 95,20 |
| | Початковий | 26,20 | 23,05 |
| Контрольна флотація | Промпродукт 1 | 10,23 | 35,73 |
| | Відходи 4 | 71,14 | 98,10 |
| | Початковий | 81,37 | 90,26 |

Таблиця 4.3 – Загальний баланс продуктів переробки ЗШВ

| Найменування продукту | Показники розділення, % | |
|---------------------------|-------------------------|-----------|
| | Вихід | Зольність |
| Шлак | 3,11 | 99,68 |
| Вугільний концентрат золи | 25,75 | 21,80 |
| Мінеральна частина золи | 71,14 | 98,10 |
| Усього | 100,00 | 78,50 |

На підставі складеного технологічного режиму ми можемо приступити до розрахунку водно-шламової схеми. Розрахунок водно-шламової схеми дозволить забезпечити оптимальні умови технологічного процесу. До них відносяться розрідження пульпи (Ж:Т) в операціях технологічної схеми, визначення кількості води, що додається і видаляється в операції, об'єм пульпи, кількість твердого і визначення балансу води. Для того щоб підібрати необхідне технологічне обладнання потрібно визначити кількість води, що подається в процес для створення заданих параметрів пульпи. Для розрахунку водно-шламової схеми використовувалися наступні співвідношення [124,127]:

$$W_n = R_n Q_n \quad (4.7)$$

$$R_n = \frac{W_n}{Q_n} \quad (4.8)$$

$$R_n = \frac{S_n}{1 - S_n} \quad (4.9)$$

$$V_n = W_n - \frac{Q_n}{\delta_n} = R_n Q_n - \frac{Q_n}{\delta_n} \quad (4.10)$$

$$V_n = Q_n \left(R_n + \frac{1}{\delta_n} \right) \quad (4.11)$$

де R_n – відношення по масі рідкого до твердого в операції або продукті, чисельно рівне відношенню води до 1 т твердого; Q_n - суха маса продукту, що обробляється в даній операції, т/год; W_n - кількість води в операції або продукті, м³ в одиницю часу; S_n - вологість продукту в частинах одиниці; δ_n - справжня густина твердого у продукті, т/м³; V_n – витрати пульпи, м³/год.

Для розрахунку водно-шламової схеми приймаємо продуктивність технологічної лінії по сухому матеріалу 25 т/годину. Враховуючи вологість вихідної сировини в середньому 20%, приймаємо продуктивність 31,25 т/год. Вміст твердого для підтримки стабільного флотаційного процесу становить 270

г/л. Технологічні параметри пульпи розраховані за формулами (3.58-3.63) розділу 3, підпункт 3.8. Показники технологічного режиму наведено у табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Показники технологічного режиму

| № п/п | Найменування показника | Од. вим. | Значення |
|-------|---------------------------------|-------------------|----------|
| 1 | Початкова маса сировини | т/год | 31,25 |
| 2 | Початкова вологість | % | 20 |
| 3 | Густина сировини | кг/м ³ | 2100 |
| 4 | Густина води | кг/м ³ | 1000 |
| 5 | Густина пульпи | кг/м ³ | 1141,3 |
| 6 | Відношення Ж:Т | дол.од. | 3,23 |
| 7 | Вміст твердого по масі у пульпі | % | 23,65 |

Водно-шламова схема із розрахованими показниками представлена на рис. 4.3. Також схему оборотного водопостачання можна оцінити відношенням кількості оборотної води до всієї води, що надходить у схему (ступінь обороту) [125,126]:

$$R_n = \frac{W_{об.}}{W_{об.} + W_{св.}} \quad (4.12)$$

Підставимо значення у формулу (4.12):

$$R_n = \frac{94,51}{96,44} = 0,97$$

де $W_{об.}$ – кількість оборотної води, м³/час; $W_{св.}$ – кількість свіжої води, м³/час.

Коефіцієнт 0,97 говорить про високий ступінь обороту води, що забезпечується застосуванням для процесу фільтрування прес-фільтрів. Отриманий фільтрат з твердим вмістом не більше 1,26 г/л. Таку оборотну воду можна відразу повертати у процес.

Вміст твердого в продуктах переробки наведено в табл. 4.5. Балансова таблиця використання води представлена в табл. 4.6.

Умовні позначення:

- $Y, \%$ - вихід продукту, %
- $A, \%$ - зольність продукту, %
- $E, \%$ - вилучення зольної частини продукту, %
- $E_{палив.час.}, \%$ - вилучення паливної частини продукту, %
- $\frac{Q, \text{т/год}}{W, \text{м}^3/\text{год}}$ $\frac{q_{тв.}, \%}{\text{чисельник - масова частка твердого у продукті}}$
- $\frac{q_{тв.}, \%}{\text{знаменник - кількість води у продукті}}$
- число праворуч - масова частка твердого у продукті

- ← потік матеріалу
- ↙ дозування
- ↘ флотореагентів
- ← потік води
- ▲ продукти збагачення

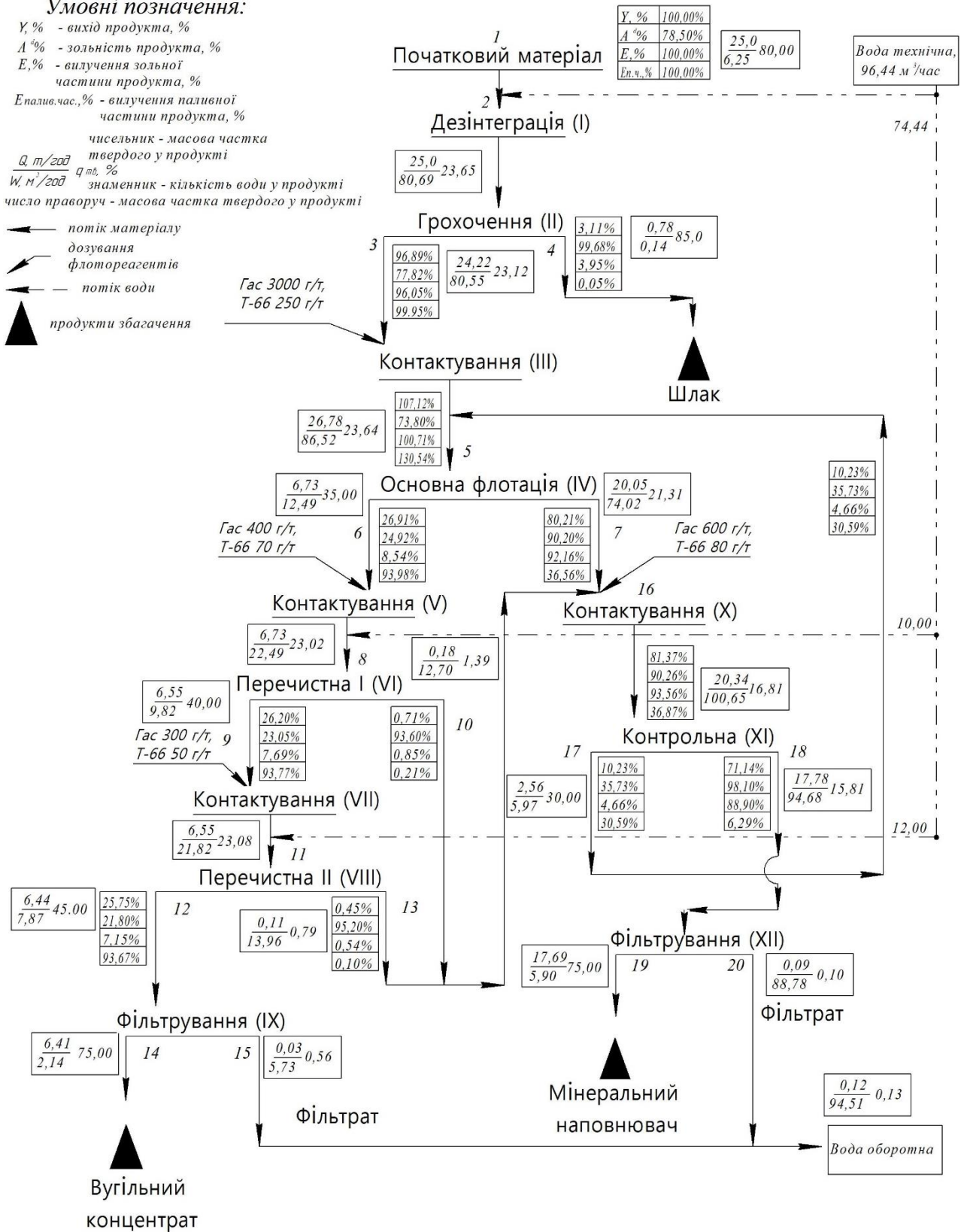


Рисунок 4.3 – Водно-шламова схема переробки ЗШВ ТЕС

Таблиця 4.5 – Вміст твердого у продуктах переробки ЗШВ ТЕС

| № п/п | № операції або продукту | Назва операції чи продукту | Вміст твердого, % |
|-------|-------------------------|--|-------------------|
| 1 | 1 | Початковий матеріал | 80,00 |
| 2 | I | Дезінтеграція | 23,65 |
| 3 | II | Грохочення | 23,65 |
| 4 | 3 | Підрешітний продукт грохочення | 23,12 |
| 5 | 4 | Надрешітний продукт грохочення | 85,00 |
| 6 | III | Контактування | 23,12 |
| 7 | IV | Основна флотація | 23,64 |
| 8 | 6 | Концентрат основної флотації | 35,00 |
| 9 | 7 | Камерний продукт основної флотації | 21,31 |
| 10 | V | Контактування | 35,00 |
| 11 | VI | I перечисна флотація | 23,02 |
| 12 | 9 | Концентрат I перечесної флотації | 40,00 |
| 13 | 10 | Камерний продукт I перечесної флотації | 1,39 |
| 14 | VII | Контактування | 40,00 |
| 15 | VIII | II перечисна флотація | 23,08 |
| 16 | 12 | Концентрат II перечесної флотації | 45,00 |
| 17 | 13 | Камерний продукт II перечесної флотації | 0,79 |
| 18 | IX | Фільтрування вугільного концентрату | 45,00 |
| 19 | 14 | Вугільний концентрат | 75,00 |
| 20 | 15 | Фільтрат після зневоднення | 0,56 |
| 21 | X | Контактування | 21,23 |
| 22 | XI | Контрольна флотація | 16,81 |
| 23 | 17 | Промпродукт контрольної флотації | 30,00 |
| 24 | 18 | Камерний продукт контрольної флотації | 15,81 |
| 25 | XII | Фільтрування камерного продукту | 15,81 |
| 26 | 19 | Камерний продукт (Мінеральна частина золи) | 75,00 |
| 27 | 20 | Фільтрат після зневоднення | 0,10 |

Таблиця 4.6 – Балансова таблиця використання води

| Вода, яка йде в процес (прихід) | Використання води, м ³ /год | Вода яка йде з процесу з відходами та концентратом (вихід) | Використання води, м ³ /год |
|---------------------------------|--|--|--|
| З поч. матеріалом (пр.1) | 6,25 | Зі шлаком після грохочення (пр.4) | 0,14 |
| В дезінтеграцію (пр.2) | 74,44 | З вугільним концентратом (пр.14) | 2,14 |
| В контактний чан (пр.3) | 10,00 | Фільтрат прес-фільтра (пр.15) | 5,73 |
| В контактний чан (пр.6) | 12,00 | Мінеральна частина золи (пр. 19) | 5,90 |
| | | Фільтрат прес-фільтра (пр.20) | 88,78 |
| Всього | 102,69 | | 102,69 |

Розрахувавши показники водно-шламової схеми, можна здійснити підбір технологічного обладнання. Розуміючи які основні процеси використовуються нами для переробки ЗШВ, ми можемо визначити, яке технологічне обладнання будемо застосовувати в даній технології. Після цього необхідно розрахувати потужність, що споживається основним технологічним обладнанням та зробити економічний розрахунок розробленої технологічної схеми.

Основні положення у виборі технологічного обладнання:

1. Початковий матеріал знаходиться у карті зберігання відходів ТЕС з вологістю до 20%. Його видобуток передбачається здійснювати екскаваторним способом, транспортування вантажним автотранспортом з подальшим складуванням на складі початкового матеріалу. Для стабільного технологічного режиму необхідно проводити усереднення початкового матеріалу перед подачею на збагачувальну фабрику. Надалі використовується навантажувач для

завантаження початкового матеріалу в бункер. Під бункером встановлюється живильник, наприклад, стрічковий, що забезпечує рівномірність живлення і хороше регулювання подачі матеріалу.

2. ЗШВ в процесі зберігання являють собою пухкий матеріал зі злиплими шматками, що зустрічаються, так як ми застосовуємо мокрі процеси для переробки то перше що потрібно зробити це дезінтеграцію матеріалу, використовуючи відповідне обладнання. Для цієї мети передбачається використання скрубера. Додаванням промивної води забезпечимо необхідний вміст твердого. Також передбачимо конвеєр для подачі початкового матеріалу в скрубер.

3. ЗШВ складаються з шлаку та золи винесення, нами прийнято умовну межу розділення цих продуктів – 0,315 мм. Тому підготовлену пульпу ми направляємо на грохот для класифікації матеріалу по 0,315 мм.

4. Основна частина матеріалу 96,89% пройде крізь сито грохота у вигляді пульпи, тому необхідно передбачити накопичувальний зумпф під грохотом з насосом для перекачування пульпи безпосередньо на операцію підготовки пульпи перед флотацією.

5. Підготовка пульпи полягає в введенні флотаційних реагентів у пульпу, перемішування протягом певного часу і потім подачу її в операцію основної флотації. Відповідно до лабораторних досліджень у розділі 2 час контактування становить 4 хв. Необхідно розрахувати об'єм контактного чану.

6. Підготовлена пульпа прямує на основну флотацію. Спираючись на отримані дані у розділі 2, ми будемо застосовувати флотаційну машину ЕФМ, час флотації для золи винесення на якій становить 3 хв. Необхідно здійснити розрахунок та підбір флотомашини.

7. Відповідно до розробленої технології отримання низькозольного вугільного концентрату золи необхідно здійснити перечищення концентрату основної флотації використовуючи два прийоми перечисних операцій флотації використовуючи флотаційну машину ЕФМ з розрахованими параметрами. Час флотації становить 2,5 хв для двох флотомашин. Перед кожною операцією

перечистки необхідно здійснити підготовку пульпи з використанням додаткових дозувань флотореагентів, тому необхідно розрахувати обсяг контактних чанів. Час контактування 3 хв.

8. Камерні продукти трьох операцій флотації містять залишки вугільних частинок. Об'єднаний продукт спрямовується на операцію контактування з флотаційними реагентами протягом 4 хв. Підготовлена пульпа подається на операцію контрольної флотації. Час флотації 4 хв. Застосовуємо флотаційну машину ЕФМ, здійснивши її розрахунок та підбір.

9. Продукти збагачення перебувають у вигляді пульпи. Зневоднення планується виконувати методом фільтрування з використанням камерних прес-фільтрів, які зарекомендували себе як ефективне обладнання для фільтрації шламів з отриманням мінімальної вологості кека та досить чистого фільтрату з мінімальним вмістом твердих частинок, що дуже важливо для створення замкнутої схеми водопостачання. Необхідно здійснити розрахунок та підбір обладнання. Також потрібно врахувати, що прес-фільтр є обладнанням циклічної дії, щоб не застосовувати велику кількість фільтрувального обладнання, потрібно передбачити акумулюючі ємності з мішалкою для накопичення пульпи під кожен продукт збагачення. Також передбачимо продуктові конвеєри, на які будуть розвантажуватися зневоднені продукти переробки.

10. Врахувати інше технологічне обладнання, наприклад, насоси для перекачування пульпи та свіжої води, конвеєрів, що транспортують, повітряне господарство ми не можемо тому що для здійснення цих розрахунків необхідно знати відстані і перед висот, що досягається за рахунок створення 3D моделі комплексу, яку автор не наводить в даній роботі.

На підставі викладених позицій можемо скласти схему ланцюга апаратів та здійснити розрахунок основних одиниць обладнання. Принципова схема обладнання наведена на рис. 4.4, специфікація обладнання представлена в табл. 4.7.

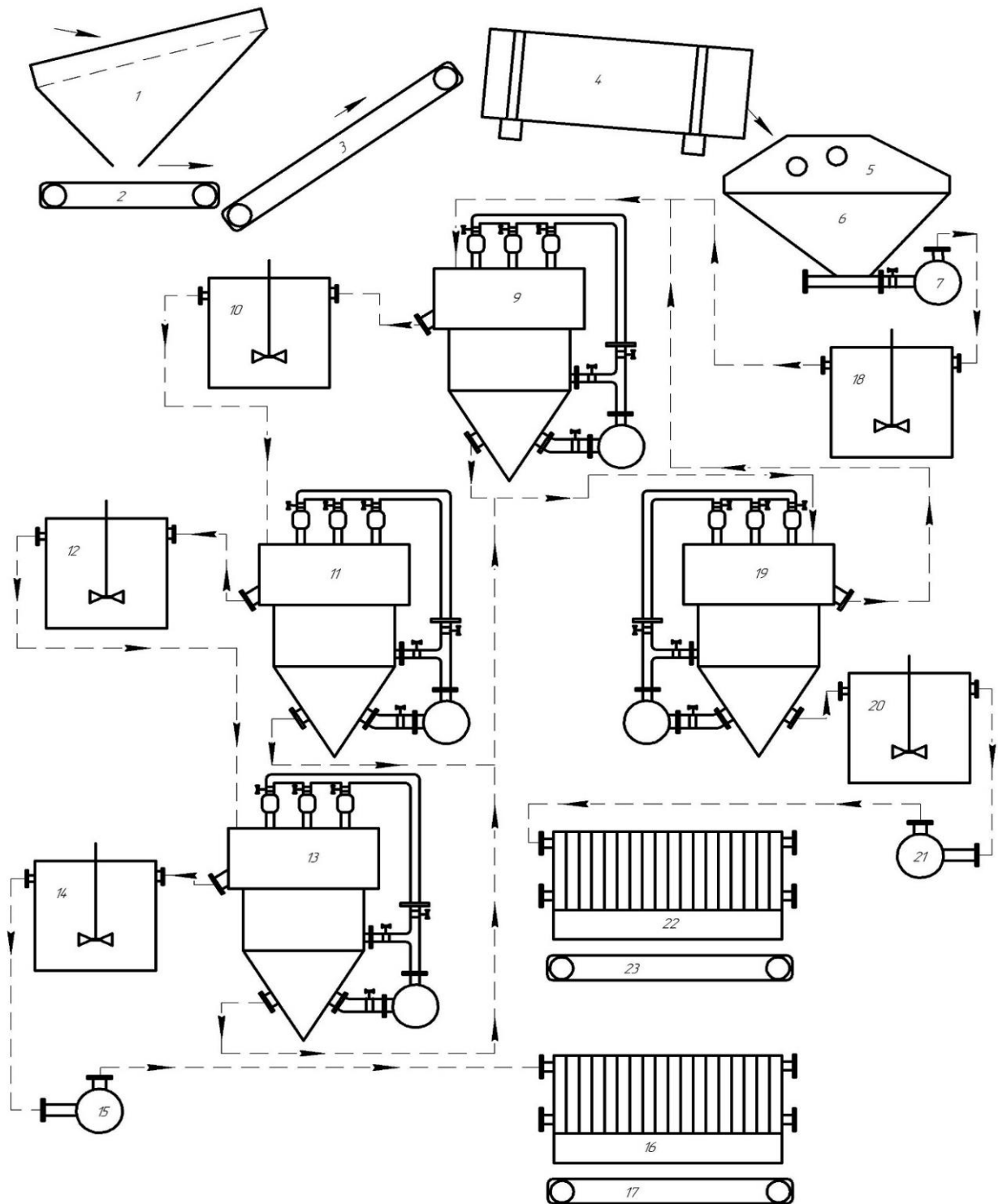


Рисунок 4.4 – Схема ланцюга обладнання технологічного комплексу

Таблиця 4.7 – Специфікація технологічного обладнання

| № | Найменування обладнання | Кількість |
|----|--|-----------|
| 1 | Бункер початкової сировини $V=21,35 \text{ м}^3$ | 1 |
| 2 | Стрічковий живильник 1ПТ-5 | 1 |
| 3 | Стрічковий конвеєр ЛК-10 | 1 |
| 4 | Скрубер СБ 1300×5000 | 1 |
| 5 | Грохот ГВЧ-41 | 1 |
| 6 | Зумпф $V= 9 \text{ м}^3$ | 1 |
| 7 | Насос НПБР 100/20 | 1 |
| 8 | Контактний чан КЧ-7,5; $V= 7,5 \text{ м}^3$ | 1 |
| 9 | Флотаційна машина ЕФМ -6; $V= 6 \text{ м}^3$ | 1 |
| 10 | Контактний чан КЧ-1,6; $V= 1,6 \text{ м}^3$ | 1 |
| 11 | Флотаційна машина ЕФМ -1,5; $V=1,5 \text{ м}^3$ | 1 |
| 12 | Контактний чан КЧ-1,6; $V= 1,6 \text{ м}^3$ | 1 |
| 13 | Флотаційна машина ЕФМ -1,5; $V=1,5 \text{ м}^3$ | 1 |
| 14 | Накопичувальний зумпф $V=14 \text{ м}^3$ | 1 |
| 15 | Насос СВН 100-50а 80/45 | 2 |
| 16 | Прес-фільтр ФКМ-250 | 1 |
| 17 | Стрічковий конвеєр ЛК-12 | 1 |
| 18 | Контактний чан КЧ-9; $V= 9 \text{ м}^3$ | 1 |
| 19 | Флотаційна машина ЕФМ -9; $V= 9 \text{ м}^3$ | 1 |
| 20 | Накопичувальний зумпф $V=121\text{м}^3$ | 1 |
| 21 | Насос НПБР 1450-550-315/40 | 4 |
| 22 | Прес-фільтр ФКМ-300 | 2 |
| 23 | Стрічковий конвеєр ЛК-12 | 1 |

Розрахунок технологічного обладнання (див. Додаток А). Знаючи встановлену потужність технологічного обладнання, необхідно визначити питому витрату електроенергії на переробку 1 т ЗШВ. Технічні характеристики обладнання наведено у табл. 4.8. Перш ніж визначити питому витрату електроенергії, потрібно враховувати те що одне технологічне обладнання працюватиме постійно, а інше лише з деякою періодичністю. Складемо таблицю розрахунку фактичного споживання електроенергії. Дані наведені у табл. 4.9.

Таблиця 4.8 – Технічні характеристики обладнання

| № | Найменування обладнання | К-ть, шт. | Встанов. потуж. (для 1 од.), кВт | Загальна спожив. потужність, кВт | Маса 1 од. обл., кг | Загальна маса, кг |
|--------------------------------------|--|--------------|---|---|------------------------------|----------------------|
| 1 | Бункер початкової сировини V=21,35 м ³ | 1 | - | - | 9000 | 9000 |
| 2 | Стрічковий живильник ІПТ-5 | 1 | 5,5 | 5,5 | 1050 | 1050 |
| 3 | Стрічковий конвеєр ЛК-10 | 1 | 5,5 | 5,5 | 1800 | 1800 |
| 4 | Скрубер СБ 1300×5000 | 1 | 11,0 | 11,0 | 6000 | 6000 |
| 5 | Грохот ГВЧ-41 | 1 | 7,2 | 7,2 | 2600 | 2600 |
| 6 | Зумпф V= 9 м ³ | 1 | - | - | 2400 | 2400 |
| 7 | Насос НІБР 100/20 | 1 | 22,0 | 22,0 | 650 | 650 |
| 8 | Контактний чан КЧ-7,5; V= 7,5 м ³ | 1 | 5,5 | 5,5 | 2100 | 2100 |
| 9 | Флотаційна машина ЕФМ - 6; V= 6 м ³ | 1 | 90,0 | 90,0 | 3700 | 3700 |
| 10 | Контактний чан КЧ-1,6; V= 1,6 м ³ | 1 | 1,5 | 1,5 | 800 | 800 |
| 11 | Флотаційна машина ЕФМ - 1,5; V=1,5 м ³ | 1 | 22,0 | 22,0 | 1500 | 1500 |
| 12 | Контактний чан КЧ-1,6; V= 1,6 м ³ | 1 | 1,5 | 1,5 | 800 | 800 |
| 13 | Флотаційна машина ЕФМ - 1,5; V=1,5 м ³ | 1 | 22,0 | 22,0 | 1500 | 1500 |
| 14 | Накопичувальний зумпф V=14 м ³ | 1 | 15,0 | 15,0 | 3900 | 3900 |
| 15 | Насос СВН 100-50а 80/45 | 2 | 30,0 | 60,0 | 340 | 680 |
| 16 | Прес-фільтр ФКМ-250 | 1 | 4,0 | 4,0 | 14800 | 14800 |
| 17 | Стрічковий конвеєр ЛК-12 | 1 | 5,5 | 5,5 | 1900 | 1900 |
| 18 | Контактний чан КЧ-9; V= 9 м ³ | 1 | 7,5 | 7,5 | 2700 | 2700 |
| 19 | Флотаційна машина ЕФМ - 9; V= 9 м ³ | 1 | 110,0 | 110,0 | 5200 | 5200 |
| 20 | Накопичувальний зумпф V=121м ³ | 1 | 75,0 | 75,0 | 18000 | 18000 |
| 21 | Насос НІБР 1450-550- 315/40 | 4 | 110,0 | 440,00 | 2500 | 10000 |
| 22 | Прес-фільтр ФКМ-300 | 2 | 5,5 | 5,5 | 26500 | 53000 |
| 23 | Стрічковий конвеєр ЛК-12 | 1 | 5,5 | 5,5 | 1900 | 1900 |
| Загальна встановлена потужність, кВт | | | | 927,20 | | |

Таблиця 4.9 – Розрахунок фактичного споживання електроенергії
технологічним комплексом

| № | Найменування обладнання | К-ть, шт. | Встанов. потуж. (для 1 од.), кВт | Загальна спожив. потужність, кВт | Час роботи, хв протягом 1 години | Фактичне споживання електроенергії, кВт/год |
|---|---|--------------|---|---|--|--|
| 1 | Бункер початкової сировини V=21,35 м ³ | 1 | - | - | | 0 |
| 2 | Стрічковий живильник 1ПТ-5 | 1 | 5,5 | 5,5 | 60 | 5,5 |
| 3 | Стрічковий конвеєр ЛК-10 | 1 | 5,5 | 5,5 | 60 | 5,5 |
| 4 | Скрубер СБ 1300×5000 | 1 | 11,0 | 11,0 | 60 | 11,0 |
| 5 | Грохот ГВЧ-41 | 1 | 7,2 | 7,2 | 60 | 7,2 |
| 6 | Зумпф V= 9 м ³ | 1 | - | - | - | 0 |
| 7 | Насос НПБР 100/20 | 1 | 22,0 | 22,0 | 60 | 22,0 |
| 8 | Контактний чан КЧ-7,5; V= 7,5 м ³ | 1 | 5,5 | 5,5 | 60 | 5,5 |
| 9 | Флотаційна машина ЕФМ -6; V= 6 м ³ | 1 | 90,0 | 90,0 | 60 | 90,0 |
| 10 | Контактний чан КЧ-1,6; V= 1,6 м ³ | 1 | 1,5 | 1,5 | 60 | 1,5 |
| 11 | Флотаційна машина ЕФМ -1,5; V=1,5 м ³ | 1 | 22,0 | 22,0 | 60 | 22,0 |
| 12 | Контактний чан КЧ-1,6; V= 1,6 м ³ | 1 | 1,5 | 1,5 | 60 | 1,5 |
| 13 | Флотаційна машина ЕФМ -1,5; V=1,5 м ³ | 1 | 22,0 | 22,0 | 60 | 22,0 |
| 14 | Накопичувальний зумпф V=14 м ³ | 1 | 15,0 | 15,0 | 60 | 15,0 |
| 15 | Насос СВН 100-50а 80/45 | 2 | 30,0 | 60,0 | 15 | 15,0 |
| 16 | Прес-фільтр ФКМ-250 | 1 | 4,0 | 4,0 | 20 | 1,33 |
| 17 | Стрічковий конвеєр ЛК-12 | 1 | 5,5 | 5,5 | 20 | 1,83 |
| 18 | Контактний чан КЧ-9; V= 9 м ³ | 1 | 7,5 | 7,5 | 60 | 7,5 |
| 19 | Флотаційна машина ЕФМ -9; V= 9 м ³ | 1 | 110,0 | 110,0 | 60 | 110 |
| 20 | Накопичувальний зумпф V=121 м ³ | 1 | 75,0 | 75,0 | 60 | 75 |
| 21 | Насос НПБР 1450-550- 315/40 | 4 | 110,0 | 440,00 | 15 | 110 |
| 22 | Прес-фільтр ФКМ-300 | 2 | 5,5 | 5,5 | 20 | 3,6 |
| 23 | Стрічковий конвеєр ЛК-12 | 1 | 5,5 | 5,5 | 20 | 1,83 |
| Загальне фактичне споживання електроенергії, кВт/год. | | | | | | 534,87 |

Загальна потужність технологічного комплексу становить 927,20 кВт. Фактичне споживання електроенергії комплексом при продуктивності 25 т/год за сухим матеріалом становить 534,87 кВт/год.

Звичайно, враховані не всі споживачі електроенергії, тому що в наших розрахунках ми не можемо врахувати перепади і довжини гідротранспортних ліній, повітряне господарство, освітлення виробничих будівель і т.д. Тому автором прийнято збільшити фактичну споживану потужність на 56,5% виходячи з проведених напівпромислових випробувань. Кінцеве значення фактичної споживаної потужності з урахуванням поправного коефіцієнта становитиме 837,07 кВт/год.

Визначимо питому витрату електроенергії на переробку ЗШВ [112]:

$$E_{\text{пит.збагач.}} = \frac{W_{\text{збагач.}}}{Q_{\text{н.н.}}} \quad (4.23)$$

де $W_{\text{збагач.}}$ – фактичні витрати електроенергії на переробку ЗШВ ТЕС, кВт/год;
 $Q_{\text{н.н.}}$ – продуктивність технологічної лінії по сухому матеріалу, т/год.

Підставимо значення в (№),

$$E_{\text{пит.збагач.}} = \frac{W_{\text{збагач.}}}{Q_{\text{н.н.}}} = \frac{837,07}{25,0} = 33,5 \text{ кВт} \cdot \text{год/т}$$

Питома витрата електроенергії на переробку ЗШВ ТЕС за розробленою схемою становить 33,5 кВт·год/т

4.5 Техніко-економічне обґрунтування технології

Розраховуємо річну продуктивність фабрики щодо продуктів збагачення. Продуктивність фабрики по сухому матеріалу становить 25 т/годину. Кількість робочих днів на рік 250, тривалість зміни 24 години.

Річна продуктивність фабрики складе:

$$25 \cdot 24 \cdot 250 = 150000,0 \text{ т/рік}$$

Якісно-кількісні показники переробки ЗШВ ТЕС представлені в табл. 4.10.

Таблиця 4.10 – Показники переробки ЗШВ ТЕС

| Найменування продукту | Вихід, % | Зольність, % | Продуктивність, т/рік |
|---------------------------|----------|--------------|--------------------------|
| Шлак | 3,11 | 99,68 | 4 665,0 |
| Вугільний концентрат золи | 25,75 | 21,80 | 38 436,0 |
| Мінеральна частина золи | 71,14 | 98,10 | 106 899,0 |
| Всього | 100,00 | 78,50 | 150 000,0 |

Залежно від модифікації продуктів переробки ЗШВ ТЕС, а також від сфери застосування їх ринкова вартість в даний час становить, табл. 4.11.

Таблиця 4.11 – Ринкова вартість продуктів переробки золошлакових відходів ТЕС

| Найменування продукту | Сфера використання | Очікувана ринкова вартість, грн/т | Потреба, тис. т |
|---------------------------|---|-----------------------------------|-----------------|
| Шлак | Облаштування промислових доріг | 50,0 | 20,0 |
| Вугільний концентрат золи | Добавка до котельного палива | 4650,0 | Не обмежено |
| | Вугільні брикети (побутове паливо) | 5617,0 | 40,0-50,0 |
| | Теплоізолююче покриття при розливанні сталі (замість зольно-графітових сумішей) | 2060,0-3745,0 | 30,0 |
| | Сорбент нафтопродуктів та інших ПАР | 7490,0-11235,0 | 4,0-5,0 |
| | Компонент гумотехнічних виробів | 3745,0-7490,0 | 1,0-2,0 |
| Мінеральна частина золи | Дорожньо-будівельна промисловість | 200,0-250,0 | Біля 400,0 |
| | Сухі будівельні суміші | 2247,0 | 50,0 |

Кошторисна вартість будівництва технологічного комплексу з переробки ЗШВ ТЕС становить – 154,46 млн. грн. З них:

- Вартість обладнання – 104,36 млн. грн.
- Проектні роботи – 10,43 млн. грн.
- Будівельно-монтажні та пусконаладжувальні роботи – 31,30 млн. грн.
- Непередбачувані витрати – 8,34 млн. грн.

Строк окупності інвестицій розраховується як відношення початкових вкладень до середньорічних надходжень від реалізації продукції [134,135].

Собівартість переробки ЗШВ ТЕС – 1 004,2 грн/т.

Капітальні вкладення – 154 460,6 тис. грн.

Повна собівартість виробництва продукції протягом року – 150 632,30 тис. грн.

Грошові надходження від реалізації продукції протягом року – 201 943,93 тис. грн.

Прибуток за вирахуванням витрат за рік становитиме:

$$201\,943,93 - 150\,632,30 = 51\,311,62 \text{ тис. грн}$$

Термін окупності інвестицій складе:

$$154\,460,6 / 51\,311,62 = 3 \text{ роки}$$

Детальний розрахунок економічних показників (див. Додаток Б)

4.6 Проведення напівпромислових випробувань розробленої технологічної схеми

За результатами наукових досліджень було розроблено технологічну схему з переробки ЗШВ ТЕС. На підставі отриманих лабораторних даних було сконструйовано напівпромислову установку продуктивністю 25 т/год за сухим матеріалом. За результатами роботи технологічного комплексу вдалося підтвердити правильність наукових досліджень. Продукти переробки є затребуваними, отримані відповідні ТУ на кожен із продуктів переробки ЗШВ ТЕС. Питома витрата електроенергії на переробку однієї тони ЗШВ не перевищувала більш ніж 33,5 кВт. У майбутньому планується збільшення

продуктивності технологічного комплексу до 400 тис. т на рік. Довідка про використання результатів дисертаційної роботи та акт напівпромислових випробувань наведено в (див. Додаток В та Г).

4.7 Вплив роботи технологічного комплексу на довкілля

Переробка ЗШВ ТЕС знижує суттєве екологічне навантаження на навколишнє середовище, у цьому перевага. З іншого боку, ця технологія передбачає застосування специфічних флотаційних реагентів таких як гас і флотаційне масло Т-66. Система водопостачання комплексу з переробки ЗШВ ТЕС включає замкнутий цикл водообігу. За результатами проведеного хімічного аналізу стічних вод після переробки ЗШВ, виявлено низку відхилень за показниками. Так вміст нафтопродуктів у стічній воді становить 0,29 мг/дм³ (див. Додаток Д). Скидання стічних вод може завдати істотної шкоди екології.

Розроблена технологія із замкнутою водно-шламовою схемою дає змогу виключити згубний вплив на екологію. Багаторазове використання оборотної води повністю виключає скидання стічних вод у природні водоймища – це є одним із найефективніших заходів захисту природних водойм від забруднень, а також дозволяє більш раціонально використовувати джерела водопостачання.

4.8 Висновки за розділом

1. Розроблена технологічна схема переробки ЗШВ ТЕС забезпечує 100% переробку. В результаті переробки ми отримуємо такі продукти: шлак придатний для облаштування промислових доріг, вихід продукту становить 3,11%; вугільний концентрат золи, який має широкий спектр використання, вихід даного продукту становить 25,75% при зольності 21,80%; мінеральна частина золи – даний продукт необхідний у дорожньо-будівельній промисловості, його вихід становить 71,14% із зольністю 98,10%.

2. Перевагою застосовуваної технології є використання двох прийомів перечисних флотаційних операцій для вугільного концентрату золи, тим самим ми підвищуємо якість одержуваного концентрату. Застосування додатково контрольної флотації дає змогу регулювати вміст вугільних включень у камерному продукті (мінеральна частина золи). Повернення промпродукту контрольної флотації в основну флотацію забезпечує вилучення цих частинок в кінцевий вугільний концентрат.

3. Доцільність реалізації технологічної лінії підтверджено техніко-економічним обґрунтуванням. Собівартість переробки золошлакових відходів становить 1004,2 грн/т. Період окупності інвестицій складає до 3 років.

4. Напівпромислові випробування технологічної схеми підтвердили результати наукових досліджень. Технологічний комплекс дозволив отримати необхідні продукти переробки, енерговитрати не перевищували більш ніж 33,5 кВт·год на одну тону переробки ЗШВ. Внаслідок цього технологічний комплекс планується розширити до об'єму переробки 400 тис. т на рік.

5. Застосування прес-фільтрів для зневоднення продуктів переробки ЗШВ дозволяє замкнути водно-шламову схему, тим самим унеможлиблюється попадання стічних вод у природні водойми.

ЗАКЛЮЧНІ ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій було поставлено та вирішено наукове завдання, яке полягає в розробці технологічної схеми з переробки золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій яка дозволить більш ефективно вилучати паливну масу, що досягається за рахунок розробки математичної моделі прогнозування показників переробки золошлакових відходів флотаційним способом, розробки регресійної моделі прогнозування зольності вугільного концентрату в залежності від зміни факторів впливу, розробки теоретичних припущень і методики розрахунку достатньої кількості реагенту-збирача необхідного для флотаційного вилучення паливної маси.

Основні науково-практичні результати, висновки та рекомендації полягають в наступному:

1. Золошлакові відходи вугільних теплоелектростанцій є цінною техногенною сировиною, що складаються з шлаку та золи винесення. Визначено основний напрямок використання золошлакових відходів – дорожньо-будівельна індустрія. Але через присутність частинок механічного недопалу (вугільного палива) у кількості 5-20% цей тип відходів не знаходить широкого застосування. Існуючі технології переробки золошлакових відходів не забезпечують якісних показників продуктів переробки. Розробка технології підвищення вилучення паливної маси методом флотації дозволяє вирішити це завдання.

2. Істотних відмінностей у продуктах розділення при флотації некласифікованої та класифікованої золи винесення (за класом крупності 40 мкм) немає. Найкращі результати по розділенню золи винесення були отримані на ежекторній флотаційній машині (ЕФМ), на якій був отриманий вугільний концентрат з виходом 18,6% і зольністю 25,1%. На механічній флотомашині (МФВ) імперного типу отримано вугільний концентрат менш якісний, зольність вугільного концентрату становила 36,5% із середнім виходом 21,1%.

Менша витрата реагенту-збирача на флотомашині ЕФМ порівняно з МФВ пов'язана з кращим перерозподілом реагенту на поверхні частинок в пульпі. Витрата гасу становила 3000 г/т, спінювача 250 г/т. Таким чином, флотаційна машина ЕФМ є ефективнішою для вилучення паливної маси із золи винесення ТЕС.

3. Вперше отримано регресійну модель процесу флотації золи винесення ТЕС на флотаційній машині ЕФМ. Основними факторами, що впливають на процес флотації золи винесення, є дозування спінювача q_c і час флотації t_{ϕ} . Оптимальне дозування спінювача можна визначити дослідним шляхом, тим самим знижується ймовірність вилучення мінералів порожньої породи концентрат. Зі збільшенням часу флотації збільшується можливість вилучення алюмосилікатних мікросфер у пінний продукт, які збільшують зольність концентрату. Швидкість флотації золи винесення на флотомашині ЕФМ дозволяє зменшити час флотації до оптимального значення.

4. Вперше розроблено математичну модель для прогнозування показників збагачення золи винесення методом флотації, для цього потрібно скористатися трьома величинами розкриття: початкова зольність вугільної фракції (A_{II}^d), кількість вугільних зерен ($P_{PЗ}$), кількість нерудних зерен ($P_{НЗ}$), за умови, що сепараційні характеристики збагачувальних апаратів та їх з'єднань попередньо експериментально визначаються.

5. Доведено що послідовне з'єднання апаратів суттєво змінює показники збагачення та дає можливість довести показники якості до кондиційних значень. Так при збагаченні золи винесення застосування основної операції флотації та двох перечисних та контрольної флотації із використанням замкнутого циклу дає змогу отримати вугільний концентрат із виходом 25,69% та зольністю 21,80%, мінеральну частину золи із виходом 74,31 % та зольністю 98,10%.

6. Активність аполярного реагенту-збирача значною мірою залежить від дисперсності його крапель. Спосіб аерації в свою чергу значною мірою впливає на розмір крапель реагенту-збирача в пульпі. Середня крупність бульбашок

повітря на флотаційній машині ЕФМ менше в 2 рази в порівнянні з флотомашиною МФВ і становить 1 мм. Чим менше середня крупність бульбашок повітря тим менший розмір крапель реагенту-збирача і тим менша витрата флотаційних реагентів та вище вилучення паливної маси в пінний продукт.

7. Зменшення розміру бульбашки повітря знижує швидкість спливання комплексу (вугільні частинки та бульбашка повітря), але швидкість входить лінійно у вираз ймовірності, тому зниження розміру бульбашок є істотним фактором збільшення інтенсивності процесу флотації.

8. Ймовірність зіткнення мінеральної частинки і бульбашки повітря є функцією розміру бульбашки і що менше її діаметр, то більша ймовірність зіткнення. Тому процес флотації необхідно вести при малих діаметрах бульбашок повітря.

9. Визначено оптимальне співвідношення газової та твердої фаз відповідно до особливостей корисного компоненту у твердій фазі та структури повітряної фази. При продуктивності технологічного комплексу з переробки золошлакової сировини 27,78 кг/с (100 т/год) мінімальна кількість повітряної фази, яку необхідно подати в процес, становить 0,0173 м³/с.

10. Вперше розроблено математичну модель для розрахунку оптимальної кількості реагенту-збирача необхідного для вилучення вугільних частинок методом флотації із золи винесення ТЕС. Розраховано витрату реагенту-збирача яка скла 2989,6 г/т, що є достатньо близьким значенням в порівнянні з отриманими результатами при лабораторних дослідженнях (3000-3500 г/т).

11. Розроблена технологічна схема переробки золошлакових відходів ТЕС забезпечує 100% переробку. В результаті переробки отримані такі продукти: шлак, вихід продукту становить 3,11%; вугільний концентрат золи, вихід даного продукту становить 25,75% з зольністю 21,80%; мінеральна частина золи, вихід становить 71,14% з зольністю 98,10%.

12. Економічну доцільність використання розробленої технології підтверджено відповідним розрахунком. Собівартість переробки золошлакових

відходів ТЕС становить 1004,2 грн/т, період окупності інвестицій складає до 3 років.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Виробництво електроенергії в Україні за рік зросло на 5%. (2022, Січень 11). *Економічна правда*. Режим доступу <https://www.epravda.com.ua/news/2022/01/11/681292>
2. EBA presented a study on the use of ash slag in road construction - European Business Association. (2021, May 26). *European Business Association*. Retrieved from <https://eba.com.ua/en/eva-prezentovala-doslidzhennya-shhodo-vykorystannya-zoloshlakiv-u-dorozhnomu-budivnytstvi/>
3. Горобець, В. Г. (2018). *Теплоенергетичні установки і системи*. Київ: ЦП «Компринт».
4. Кєсова, Л. О., & Кравчук, Г. В. (2018). Перспективні заходи утилізації золошлакових відходів ТЕС. *Проблеми загальної енергетики*, 1, 59-64.
5. Мнушкин, И. И., Черниш, Н. Н., & Нетяга, О. Б. (1987). Флотационное обогащение золы тепловых электростанций. *Збагачення корисних копалин*, 37, 50-54.
6. Єгоров, П. О., Нетяга, О. Б., Лисицька, С. М., & Тарасова, А. В. (2015). Хімічні основи та екологічні проблеми використання вторинного ресурсу - зольних відходів ТЕС *Форум гірників - 2015 : матеріали Міжнародної конференції, 30 вересня - 3 жовтня 2015 р.* (Т. 3, с. 199-204). Днепропетровск: НГУ. Режим доступу <https://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/150704?show=full>
7. Хлопицький, О. О., Коваленко, І. Л., Фролова, Л. А., Скіба, М. І., & Макаренченко, Н. П. (2023). Золошлакові відходи теплових електростанцій, як перспективна сировина сучасності. *Journal of Chemistry and Technologies*, 31(3), 635-641. <https://doi.org/10.15421/jchemtech.v31i3.286130>
8. Лемешев, М. С., Сівак, К. К., Стаднійчук, М. Ю., & Сівак, Р. В. (2021). Сучасні підходи комплексної переробки промислових техногенних відходів. *Сучасні технології, матеріали і конструкції в будівництві*, 31(2), 37-44. <https://doi.org/10.31649/2311-1429-2021-2-37-44>
9. Іванов, Є. А., & Біланюк, В. І. (2015). Ефективність використання мінеральної сировини і гірничопромислових відходів в Україні.

Надрокористування в Україні. Перспективи інвестування: матеріали Другої міжнародної науково-практичної конференції (м. Трускавець, 5–8 жовтня 2015 р.). (с. 344-351).

10. Sklyar, L. V. (2017). Technology for producing vanadium and aluminum from slag and sludge from thermal power plants. *Збагачення корисних копалин*, 67, 133-139. Retrieved from <https://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/151099?show=full>

11. Хлопицький, О. О. (2014). Стан, проблеми та перспективи переробки золошлакових відходів теплоелектростанцій України. *ScienceRise*, 4(2), 23-28. [doi: 10.15587/2313-8416.2014.28511](https://doi.org/10.15587/2313-8416.2014.28511)

12. Kashkovsky, V. I., Yevdokymenko, V. O., Kamenskyh, D. S., Tkachenko, T. V., & Vakhrin, V. V. (2017). Ash and Ash-slag Waste as Multifunctional Raw Material. *Наука та інновації*, 13(4), 54-64. <https://doi.org/10.15407/scin13.03.054>

13. Нетяга, О. Б., Черниш, Н. М., Єгоров, П. О., Мнушкін, І. І., Марфутін, І. В., & Навроцький, О. Г. *Патент України № SU1557760A1*. Спосіб переробки систем, які містять вугілля.

14. Zhang, L., Yang, F., & Tao, Y. (2020, January 1). Removal of unburned carbon from fly ash using enhanced gravity separation and the comparison with froth flotation. *Fuel*, 259. <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2019.116282>

15. Wang, W., Liu, D., Tu, Y., Jin, L., & Wang, H. (2020, October 15). Enrichment of residual carbon in entrained-flow gasification coal fine slag by ultrasonic flotation. *Fuel*, 278. <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2020.118195>

16. Şahbaz, O., Çınar, M., & Kelebek, Ş. (2016). Analysis of flotation of unburned carbon from bottom ashes. *Acta montanistica slovacae*, 21(2), 93-101.

17. Єгоров, П. О., Нетяга, О. Б., Черниш, Н. М., Навроцький, О. Г., & Мнушкін, І. І. *Патент України № SU1321469A1*. Спосіб поділу продукту, який містить вугілля.

18. Han, G., Yang, S., Peng, W., Huang, Y., Wu, H., Chai, W., & Liu, J. (2018, March 20). Enhanced recycling and utilization of mullite from coal fly ash with a flotation and metallurgy process. *Journal of Cleaner Production*, 178, 804-813. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.01.073>

19. Sklyar, L. (2016). Technology of enrichment of ash and slag from Zelenodolsk thermal power plant to produce aluminosilicate microspheres. *Збагачення корисних копалин*, 63(104), 36-46. Retrieved from <https://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/151410>
20. Aksoy, D. O. (2016). The effect of collector, frother dosage and their interaction on the flotation of bottom ash by full factorial design. *Anadolu University Journal of Science and Technology A-Applied Sciences and Engineering*, 17(3), 594-604. <https://doi.org/10.18038/btda.45571>
21. Нетяга, О. Б., Темченко, О.І., Мнушкін, І. І., & Єгоров, П. О. *Патент України № SU1536580A1*. Спосіб переробки зол теплових електростанцій.
22. Xu, M., Zhang, H. J., Liu, C. Q., Ru, Y., Li, G. S., & Cao, Y. (2017). A comparison of removal of unburned carbon from coal fly ash using a traditional flotation cell and a new flotation column. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 53(1), 628-643.
23. Vu, D. H., Bui, H. B., Kalantar, B., Bui, X. N., Nguyen, D. A., Le, Q. T., ... & Nguyen, H. (2019). Composition and morphology characteristics of magnetic fractions of coal fly ash wastes processed in high-temperature exposure in thermal power plants. *Applied Sciences*, 9(9), 1964. <https://doi.org/10.3390/app9091964>
24. Bhattacharjee, A., Mandal, H., Roy, M., Kusz, J., & Hofmeister, W. (2011). Microstructural and magnetic characterization of fly ash from Kolaghat Thermal Power Plant in West Bengal, India. *Journal of magnetism and magnetic materials*, 323(23), 3007-3012. <https://doi.org/10.1016/j.jmmm.2011.06.036>
25. Yang, J., Zhao, Y., Zyryanov, V., Zhang, J., & Zheng, C. (2014). Physical–chemical characteristics and elements enrichment of magnetospheres from coal fly ashes. *Fuel*, 135, 15-26. <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2014.06.033>
26. Shoumkova, A. S. (2011). Magnetic separation of coal fly ash from Bulgarian power plants. *Waste management & research*, 29(10), 1078-1089. <https://doi.org/10.1177/0734242X10379494>
27. Abubakar, A. U., & Baharudin, K. S. (2012). Potential use of Malaysian thermal power plants coal bottom ash in construction. *International Journal of*

Sustainable Construction Engineering and Technology, 3(2), 25-37. Retrieved from <https://penerbit.uthm.edu.my/ojs/index.php/IJSCET/article/view/429>

28. Nguyen Thi, N., Phi Hong, T., & Bui Truong, S. (2019). Utilizing coal bottom ash from thermal power plants in Vietnam as partial replacement of aggregates in concrete pavement. *Journal of engineering*, 2019, 1-11. <https://doi.org/10.1155/2019/3903097>

29. Пунагін, В. М., Невгомонний, Г. Ю., Близнюк, М. В., Мельниченко, Б. В., Єгоров, П. О., Конопльова, Н. Г., ... & Мнушкін, І. І. *Патент України № SU1544747A1*. Сировинна суміш для виготовлення пінобетону.

30. Montakarntiwong, K., Chusilp, N., Tangchirapat, W., & Jaturapitakkul, C. (2013). Strength and heat evolution of concretes containing bagasse ash from thermal power plants in sugar industry. *Materials & Design*, 49, 414–420. <https://doi.org/10.1016/j.matdes.2013.01.031>

31. Єгоров, П. О., Мнушкін, І. І., Приходько, А. П., Пунагін, В. М., Невгомонний, Г. Ю., & Близнюк, М. В. *Патент України № SU1728847A1*. Бетонна суміш.

32. Kim, H. K., & Lee, H. K. (2011). Use of power plant bottom ash as fine and coarse aggregates in high-strength concrete. *Construction and Building Materials*, 25(2), 1115-1122. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2010.06.065>

33. Abubakar, A. U., & Baharudin, K. S. (2012). Properties of concrete using tanjung bin power plant coal bottom ash and fly ash. *International Journal of Sustainable Construction Engineering and Technology*, 3(2), 56-69. Retrieved from <https://penerbit.uthm.edu.my/ojs/index.php/IJSCET/article/view/518>

34. Lee, H. K., Kim, H. K., & Hwang, E. A. (2010). Utilization of power plant bottom ash as aggregates in fiber-reinforced cellular concrete. *Waste Management*, 30(2), 274-284. <https://doi.org/10.1016/j.wasman.2009.09.043>.

35. Kumar, D., Gupta, A., & Ram, S. (2014). Uses of bottom ash in the replacement of fine aggregate for making concrete. *International Journal of Current Engineering and Technology*, 4(6), 3891-3895. Retrieved from

https://www.researchgate.net/publication/303517341_Uses_of_bottom_ash_in_the_replacement_of_fine_aggregate_for_making_concrete

36. Erol, M., Genç, A., Öveçoğlu, M. L., Yücelen, E., Küçükbayrak, S., & Taptık, Y. (2000). Characterization of a glass-ceramic produced from thermal power plant fly ashes. *Journal of the European Ceramic Society*, 20(12), 2209-2214. [https://doi.org/10.1016/S0955-2219\(00\)00099-6](https://doi.org/10.1016/S0955-2219(00)00099-6)

37. Queralt, I., Querol, X., López-Soler, A., & Plana, F. (1997). Use of coal fly ash for ceramics: a case study for a large Spanish power station. *Fuel*, 76(8), 787-791. [https://doi.org/10.1016/S0016-2361\(97\)00024-0](https://doi.org/10.1016/S0016-2361(97)00024-0)

38. Benavidez, E., Grasselli, C., & Quaranta, N. (2003). Densification of ashes from a thermal power plant. *Ceramics International*, 29(1), 61-68. [https://doi.org/10.1016/S0272-8842\(02\)00090-1](https://doi.org/10.1016/S0272-8842(02)00090-1)

39. Çiçek, T., & Çinçin, Y. (2015). Use of fly ash in production of light-weight building bricks. *Construction and Building Materials*, 94, 521-527. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2015.07.029>

40. Pavlenko, A., Koshlak, H., & Slowak, A. M. (2019). The use of the ash of thermal power plants for the production of efficient porous insulation. *E3S Web of Conferences*, 86, 00003. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20198600003>

41. Li, Y., Cheng, X., Cao, W., Gong, L., Zhang, R., & Zhang, H. (2015). Fabrication of adiabatic foam at low temperature with sodium silicate as raw material. *Materials & Design*, 88, 1008-1014.

42. Hadbaatar, A., Mashkin, N. A., Stenina, N. G. (2016). Study of Ash-Slag Wastes of Electric Power Plants of Mongolia Applied to their Utilization in Road Construction. *Procedia Engineering*, 150, 1558-1562.

43. Oluwasola, E. A., Hainin, M. R., & Aziz, M. M. A. (2014). Characteristics and utilization of steel slag in road construction. *Jurnal Teknologi*, 70(7), 117-123. Retrieved from <https://core.ac.uk/download/pdf/42919481.pdf>

44. ДСТУ Б В.2.7-211:2009 (2010). Будівельні матеріали. Золи-виносу теплових електростанцій для бетонів. Технічні умови. Київ.

45. COY 42.1-37641918-104:2013 (2013). Золи-виносу та суміші золошлакові теплових електростанцій для дорожніх робіт. Технічні умови. Київ.
46. SIST EN 450-1:2013. (2013). Fly ash for concrete - Part 1: Definition, specifications and conformity criteria. Slovenian Institute for Standardization.
47. Sharma, A. K., & Sivapullaiah, P. V. (2016). Ground granulated blast furnace slag amended fly ash as an expansive soil stabilizer. *Soils and Foundations*, 56(2), 205-212. <https://doi.org/10.1016/j.sandf.2016.02.004>
48. Indraratna, B. (1996). Utilization of lime, slag and fly ash for improvement of a colluvial soil in New South Wales, Australia. *Geotechnical & Geological Engineering*, 14, 169-191. <https://doi.org/10.1007/BF00452946>
49. Basu, M., Pande, M., Bhadoria, P. B. S., & Mahapatra, S. C. (2009). Potential fly-ash utilization in agriculture: A global review. *Progress in Natural Science*, 19, 1173-1186.
50. Мнушкін, І. І., Єгоров, П. О., Навроцький, О. Г., Калінін, В. Г., Сергієнко, М. В., Жабо, В. В., & Мешко, В. Д. (1995). Патент України № SU1344738A1. Спосіб одержування сорбенту, який містить вуглець.
51. Черниш, Н. М., Лавренко, С. І., Поюровський, А. І., Єгоров, П. О., Бурков, В. І., Дерюгін, О. О., Кушнір, Ю. Б., & Мнушкін, І. І. (1996). Патент України № SU1311843A1. Теплоізолююче покриття зеркала металу при його розливці.
52. Пілов, П. І. (2021). *Гравітаційні методи збагачення корисних копалин*. Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка».
53. Білецький, В. С., Олійник, Т. А., Смирнов, В. О., & Скляр, Л. В. (2020). *Основи техніки та технології збагачення корисних копалин*. Київ: Ліра-К.
54. Фудулей, Н. О. (2017). *Вибухові характеристики органічного пилу*. ОНУ ім. І. І. Мечникова, Одеса.
55. Смирнов, В. О., & Білецький, В. С. (2010). *Флотаційні методи збагачення корисних копалин*. Донецьк: Східний видавничий дім.

56. Степанов, Д. В., Корженко, Є. С., & Боднар, Л. А. (2011). *Котельні установки промислових підприємств*. Вінниця: ВНТУ.
57. Колесник, В. В. (2013). Особливості розвідки та оцінки запасів корисних копалин. *Управління розвитком*, 17, 50-52. Режим доступу <http://surl.li/ptahk>
58. Чепурний, М. М., Ткаченко, С. Й., Пішеніна, Н. В., & Бужинський, М. В. (2009). Реконструкція парових котлів для спалювання низькосортних твердих палив. *Вісник Вінницького політехнічного інституту*, 6, 54-57.
59. Білецький, В. С. (2011). *Технологія збагачення вугілля*. Донецьк: Східний видавничий дім.
60. Хмелюк, Т. С. (2014). Методи збагачення руд. *Тези Всеукраїнської науково-практичної on-line конференції аспірантів, молодих учених та студентів, присвяченої Дню науки* (Т. 1). Режим доступу <http://surl.li/ptaxq>
61. Кравець, В. Г., Білецький, В. С., & Смирнов, В. О. (2019). *Техніка і технологія збагачення корисних копалин*. Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського
62. Смирнов, В. О., & Білецький, В. С. (2005). *Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин*. Донецьк: Східний видавничий дім.
63. Matis, K. A. (Ed.). (1994). *Flotation science and engineering*. CRC press.
64. Laskowski, J. S. (2001). Flotation machines. *Developments in Mineral Processing*, 14, 225-262. [https://doi.org/10.1016/S0167-4528\(01\)80010-7](https://doi.org/10.1016/S0167-4528(01)80010-7)
65. Березняк, А. А., Дрешпак, А. С., & Глуховеря, Н. Р. (2019). Исследование обогащения золы-уноса ТЭС на пневматической флотомашине типа «Jameson Cell». *Збагачення корисних копалин*, 74, 62-69. <http://dx.doi.org/10.13140/RG.2.2.14163.20009>
66. Глуховеря, М. Р., & Младецький, І. К. (2023). Утилізація золошлакових відходів за рахунок вилучення вугільного концентрату методом флотації. *«Наукова весна» 2023: матеріали XIII Міжнародної науково-технічної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених (1–3 березня 2023 р., м. Дніпро)*, (с. 282–283). Режим доступу <https://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/163827>

67. Shu, X., Wang, Z., & Xu, J. (2002). Separation and preparation of macerals in Shenfu coals by flotation. *Fuel*, 81(4), 495-501. [https://doi.org/10.1016/S0016-2361\(01\)00106-5](https://doi.org/10.1016/S0016-2361(01)00106-5)
68. Barraza, J., Guerrero, J., & Pineres, J. (2013). Flotation of a refuse tailing fine coal slurry. *Fuel processing technology*, 106, 498-500. <https://doi.org/10.1016/j.fuproc.2012.09.018>
69. Сдвижкова, О. О., Бугрим, О. В., Бабець, Д. В., & Іванов, О. С. (2015). *Елементи теорії ймовірностей та математичної статистики в гірництві*. Дніпропетровськ: НГУ.
70. Руденко, В. М. (2012). *Математична статистика*. Київ: Центр учбової літератури.
71. Бідюк, П. І., & Гожий, О. П. (2014). *Ймовірнісно-статистичні методи моделювання і прогнозування*. Миколаїв: ЧДУ ім. Петра Могили.
72. Hlukhoveria, M., Mladetskyi, I., Levchenko, K., & Borysovska, O. (2023). Improving the technology of extracting coal concentrate from fly ash from thermal power plants. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, 4, 33-39. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2023-4/033>
73. Глуховець, М. Р. (2023). Оптимізація технології збагачення вугільних частинок із золи винесення теплових електростанцій. *Scientific Collection «InterConf»: with the Proceedings of the 6th International Scientific and Practical Conference «Scientific Community: Interdisciplinary Research» (July 6-8, 2023; Hamburg, Germany)*, 161, 151-153. Retrieved from <https://archive.interconf.center/index.php/conference-proceeding/issue/view/6-8.07.2023>
74. Кушлик-Дивульська, О. І., & Горбачук, В. М. (2023). *Теорія ймовірностей та математична статистика*. Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського.
75. Жалдак, М. І., Кузьміна, Н. М., & Михалін, Г. О. (2020). *Теорія ймовірностей і математична статистика*. Київ: НПУ імені М. П. Драгоманова.

76. Centurion Product Details: Powerful statistical software package. *STATGRAPHICS Data Analysis Solutions*. <https://www.statgraphics.com/centurion-overview>
77. Кравченко, В. П., & Ганкевич, В. Ф. (2014). Пути совершенствования технологии переработки отходов теплоэлектростанций. *Збагачення корисних копалин*, 58(99)-59(100), 212-213.
78. Hlukhoveria M., Mladetskyi I., Levchenko K., & Berezniak O. (2022). Beneficiation properties of ash-and-slag dumps. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, 1, 46-50. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2022-1/046>
79. Глуховеря, М., & Младецкий, І. (2023). Дослідження збагачувальних властивостей золошлакових відходів теплових електростанцій. *Матеріали конференцій МЦНД: Традиційні та інноваційні підходи до наукових досліджень: матеріали V Міжнародної наукової конференції (7 липня, 2023 р. м. Тернопіль, Україна (с. 124-126)*. <https://doi.org/10.36074/mcnd-07.07.2023>
80. Младецкий, И. К., & Мостыка, Ю. С. (1999). *Аналитическое определение показателей раскрытия руд*. Днепропетровск: Системные технологии.
81. Ахметшина, И. В., & Младецкий, И. К. (2014). Принцип формирования сепарационного блока. *Збагачення корисних копалин*, 56 (97), 72-78.
82. Левченко, К. А., Пилов, П. И., & Младецкий, И. К. (2014). Методика аналитического расчета технологических показателей обогащения полезных ископаемых. *Збагачення корисних копалин*, 57 (98), 42-53.
83. Смирнов, В. О., Білецький, В. С., & Шолда, Р. О. (2013). *Переробка корисних копалин*. Донецьк: Східний видавничий дім.
84. Сироватський, О. А., & Гайдучок, О. Г. (2016). Основні математичні закономірності розрахунку флотаційного процесу. *Проблеми водопостачання, водовідведення та гідравліки*, 27, 345-350.
85. Самилін, В., & Білецький, В. С. (2003). *Спеціальні методи збагачення корисних копалин*. Донецьк: Східний видавничий дім.

86. Бачинський, Р. О. (2014). *Хімічна термодинаміка та біоенергетика*. Харків: ХНМУ.
87. Rastogi, R. C., & Aplan, F. F. (1985). Coal flotation as a rate process. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 2, 137-145. <https://doi.org/10.1007/BF03402609>
88. Santander, M., Rodrigues, R. T., & Rubio, J. (2011). Modified jet flotation in oil (petroleum) emulsion/water separations. *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 375(1-3), 237-244. <https://doi.org/10.1016/j.colsurfa.2010.12.027>
89. Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice: Volume 1: flotation of sulfide ores*. Elsevier.
90. Моркун, В. С., Пикильняк, А. В., Бережной, Н. Н., & Назимко, Е. И. (2014). Анализ методов управления параметрами газовой фазы пульпы в процессе флотации. *Гірничий вісник*, 98, 60-63.
91. Crozier, R. D. (1992). *Flotation: theory, reagents and ore testing*. Pergamon.
92. Somasundaran, P. (2018). *Reagents in mineral technology*. New York: Routledge.
93. Langmuir, I. (1920). The mechanism of the surface phenomena of flotation. *Transactions of the Faraday Society*, 15, 62-74. <https://doi.org/10.1039/TF9201500062>
94. Gharai, M., & Venugopal, R. (2016). Modeling of flotation process-an overview of different approaches. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 37(2), 120-133. [doi: 10.1080/08827508.2015.1115991](https://doi.org/10.1080/08827508.2015.1115991)
95. Somasundaran, P. (1972). Foam separation methods. *Separation and Purification methods*, 1(1), 117-198. <https://doi.org/10.1080/03602547308068939>
96. Farrokhpay, S., Filippov, L., & Fornasiero, D. (2021). Flotation of fine particles: A review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 42(7), 473-483. <https://doi.org/10.1080/08827508.2020.1793140>

97. Laskowski, J. S. (2001). Flotation machines. *Coal Flotation and Fine Coal Utilization*. (pp. 225-262). Amsterdam: Elsevier. [doi: 10.1016/s0167-4528\(01\)80010-7](https://doi.org/10.1016/s0167-4528(01)80010-7)
98. Grau, R. A., & Heiskanen, K. (2005). Bubble size distribution in laboratory scale flotation cells. *Minerals Engineering*, 18(12), 1164-1172. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2005.06.011>
99. Lynch, A. J., Watt, J. S., Finch, J. A., & Harbort, G. E. (2007). History of flotation technology. (c. 65-91). *Froth flotation: A century of innovation*. Littleton, CO, USA: Society for Mining, Metallurgy and Exploration.
100. Wang, J., Wang, L., Hanotu, J., & Zimmerman, W. B. (2017). Improving the performance of coal flotation using oscillatory air supply. *Fuel Processing Technology*, 165, 131-137. [doi: 10.1016/j.fuproc.2017.05.022](https://doi.org/10.1016/j.fuproc.2017.05.022)
101. Yoon, R. H., & Luttrell, G. H. (1986). The effect of bubble size on fine coal flotation. *Coal Preparation*, 2(3), 179-192. <https://doi.org/10.1080/07349348508905163>
102. Gupta, A. K., Banerjee, P. K., & Mishra, A. (2009). Influence of chemical parameters on selectivity and recovery of fine coal through flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 92(1-2), 1-6. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2009.02.001>
103. Ahmed, N., & Jameson, G. J. (1989). Flotation kinetics. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 5(1-4), 77-99. <https://doi.org/10.1080/08827508908952645>
104. Wang, G., Nguyen, A. V., Mitra, S., Joshi, J. B., Jameson, G. J., & Evans, G. M. (2016). A review of the mechanisms and models of bubble-particle detachment in froth flotation. *Separation and Purification Technology*, 170, 155-172. <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2016.06.041>
105. Humeres, E., & Debacher, N. A. (2002). Kinetics and mechanism of coal flotation. *Colloid and Polymer Science*, 280, 365-371. <https://doi.org/10.1007/s00396-001-0618-3>

106. Pirajno, F. (2009). *Hydrothermal processes and mineral systems*. Springer Science & Business Media.
107. Мнушкін, І. І., Лудянський, М. Л., & Нетяга, О. Б. (1988). Вплив аполярних реагентів на флотацію зол теплових електростанцій. *Збагачення корисних копалин*, 38, 67-71.
108. Matis, K. A. (Ed.). (1994). *Flotation science and engineering*. CRC press.
109. Fuerstenau, M. C., & Han, K. N. (Eds.). (2003). *Principles of mineral processing*. SME.
110. Rickard, T. A. (Ed.). (1916). *The flotation process*. San Francisco: Mining and scientific Press.
111. Andrews, G. F., & Noah, K. S. (1997). The slurry-column coal beneficiation process. *Fuel Processing Technology*, 52(1-3), 247-266. [https://doi.org/10.1016/S0378-3820\(97\)00033-7](https://doi.org/10.1016/S0378-3820(97)00033-7)
112. Смирнов, В. О., & Білецький, В. С. (2002). *Проектування збагачувальних фабрик*. Донецьк: Східний видавничий дім.
113. Михайлівська, Г. Є., & Панов, В. В. (2002). *Клеї для склеювання деревини*. Львів: Афіша.
114. Кшивецький, Б. Я., Дацків, Г. М., & Андрашек, Й. В. (2019). Загальні відомості про клеї, склеювання та термічно модифіковану деревину. *Науковий вісник НЛТУ України*, 29(3), 81-84. <https://doi.org/10.15421/40290317>
115. Глуховеря, М., & Младецький, І. (2023). Розробка методики розрахунку витрати реагенту-збирача при флотації. *Матеріали конференцій МЦНД: Міжгалузеві диспути: динаміка та розвиток сучасних наукових досліджень: матеріали IV Міжнародної наукової конференції (21 липня, 2023 р. м. Хмельницький, Україна)*. (с. 123-125). <https://doi.org/10.36074/mcnd-21.07.2023>
116. Глуховеря, М. Р., & Младецький, І. К. (2023). Розрахунок кількості реагенту-збирача що подається в пульпу при флотації. *Збірник наукових праць НГУ*, 73, 7-15. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/73.007>
117. Hlukhoveria, M., & Mladetskyi, I. (2023). Development of a methodology for calculating a sufficient amount of reagent-collector for flotation enrichment of ash

slag waste. *MININGMETALTECH 2023 – the mining and metals sector: integration of business, technology and education* (29-30 November, 2023, Riga, the Republic of Latvia), 2, 179-181. doi: <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-361-3-138>

118. Алексахін, О. О. (2020). *Теплові електричні станції*. Харків: УкрДУЗТ.

119. Dincer, I., & Rosen, M. A. (2021). *Thermal energy storage: systems and applications*. (3. Edition). John Wiley & Sons.

120. Wills, B. A., & Finch, J. (2015). *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. Butterworth-Heinemann. <https://doi.org/10.1016/B978-0-08-097053-0.00001-7>

121. Младецький, І. К., & Пілов, П. І. (2004). *Технологічні розрахунки показників збагачення корисних копалин*. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет.

122. Полулях, А. Д., Пілов, П. І., & Егурнов, А. Е. (2007). *Практикум по расчетам качественно-количественных и водно-шламовых схем углеобогажительных фабрик*. Днепропетровск: НГУ.

123. Пілов, П. І., & Петрова, О. В. (2013). *Процеси і машини для збагачення корисних копалин*. (Т. 1). Дніпропетровськ: Національний горний університет.

124. Пілов, П. І. (1993). *Научные основы сепарации и водопотребления при обогащении руд*. (Дис. ... док. тех. наук: 05.15.08.). Государственная горная академия Украины, Днепропетровск.

125. Koolen, J. L. (2001). *Design of simple and robust process plants*. Wiley-VCH.

126. Сокур, М. І., Білецький, В. С., Егурнов, О. І., Воробйов, О. М., Смирнов, В. О., & Божик, Д. П. (2017). *Підготовка корисних копалин до збагачення*. Кременчук: ПП Щербатих О.В.

127. Смирнов, В. О., & Білецький, В. С. (2012). *Підготовчі процеси збагачення корисних копалин*. Донецьк: Східний видавничий дім.

128. Білецький, В. С., & Смирнов, В. О. (2005). *Переробка і якість корисних копалин*. Донецьк: Східний видавничий дім.

129. Türk, T., Göçer, S., Güner, M. K., Ersoy, B., Kalyoncu, E., & Bulut, G. (2019). Developments in Flotation Technology. *IMPC Eurasia Conference*. (с. 310-321).

130. Смирнов, В. О., Білецький, В. С., & Чумаченко, І. І. (2012). *Переробка, збагачення і комплексне використання корисних копалин*. Донецьк: Східний видавничий дім.

131. Любенко, О. В. & Коц, І. В. (2008). Обладнання для зневоднення дрібнодисперсних матеріалів. *Хімічна та екологічна освіта: стан і перспективи розвитку*. Вінниця.

132. Кравець, В. Г., Терентьєв, О. М., Білецький, В. С., Смирнов, В. О., & Чала, О. М. (2019). *Техніка і технологія переробки гірських порід*. Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського.

133. Адамчук, А. А., Шустов, О. О., & Калашник, М. М. (2023). Вдосконалення експлуатації хвостового господарства на гірничо-збагачувальних комбінатах. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, 73, 68-75.

134. Пілова, К. П. (2003). Економічна ефективність та раціональний ступінь збагачення кам'яного вугілля для енергетики. *Схід*, 2(52), 13-17.

135. Пілова, К. П. (2010). Аналіз методик оцінки економічної ефективності використання вугілля в енергетиці. *Економічний вісник Національного гірничого університету*, 4, 42-47.

ДОДАТОК А

Розрахунок технологічного обладнання

Бункер початкової сировини (1).

Нами прийнята продуктивність технологічної лінії на рівні 25 т/год за сухим матеріалом. Так як із накопичувача відходів ТЕС матеріал надходить з вологістю 20%, приймаємо продуктивність 31,25 т/год. При насипній густині ЗШВ 1450 кг/м³ об'єм, який займає матеріал, складе 21,55 м³/год. Бункер 21,55 м³/год повністю забезпечує годинну потребу комплексу. Зазвичай коефіцієнт використання об'єму бункера складає 0,85. Об'єм бункера V_{δ} складе:

$$V_{\delta} = V_0 \cdot k_3 \quad (4.13)$$

де V_0 - об'єм матеріалу, що надходить м³/год; k_3 - коефіцієнт використання об'єму бункера

Підставимо значення у формулу (4.10):

$$V_{\delta} = \frac{21,55}{0,85} = 25,35 \frac{\text{м}^3}{\text{год}}$$

Приймаємо об'єм бункера 25,35 м³/год. Згідно з джерелом [127,128] маса бункера складає 9000 кг.

Живильник початкового матеріалу (2).

Розраховуємо живильник, його технічні параметри повинні забезпечувати продуктивність технологічної лінії 25 т/год за сухим матеріалом, з урахуванням вологості 20%, приймаємо для розрахунку продуктивність 31,25 т/год. Для середньо- та дрібнокускового матеріалу крупністю менше 50 мм застосовується стрічковий живильник. Продуктивність стрічкового живильника визначимо за формулою [127]:

$$Q = k \cdot k_1 \cdot b \cdot h \cdot v \cdot \gamma \cdot t \quad (4.14)$$

де k - коефіцієнт наповнення стрічки; k_1 - поправочний коефіцієнт за величиною об'ємної маси; b - відстань між бортами, м; v - швидкість руху стрічки м/с; h -

товщина матеріалу на стрічці, м; γ - насипна вага матеріалу, т/м³; t - час роботи живильника, с.

Підставимо значення у формулу (4.14):

1) $k=0,7$; 2) $k_1=0,8$; 3) $b=0,38$; 4) $v=0,15$; 5) $\gamma=1,5$; 6) $t=3600$

$$Q = k \cdot k_1 \cdot b \cdot h \cdot v \cdot \gamma = 0,7 \cdot 0,8 \cdot 0,38 \cdot 0,25 \cdot 0,15 \cdot 1,5 \cdot 3600 = 43,09 \text{ т/час}$$

Відповідно до розрахованої продуктивності можемо вибрати необхідний стрічковий живити з джерела [127,128] та дізнатися встановлену потужність приводу. Стрічковий живильник 1ПТ-5. Ширина конвеєрної стрічки 500 мм. Продуктивність від 6 до 80 т/годину. Встановлена потужність приводу 5,5 кВт. Маса 1050 кг.

Стрічковий конвеєр (3).

Припустимо, що скрубєр буде встановлено на висоті $a=3,5$ м від стрічкового живильника. Також відомо [127,128], що максимально допустимий кут нахилу стрічкового конвеєра не повинен перевищувати $\alpha=20^\circ$. Розрахуємо довжину конвеєра. Використовуємо для розрахунку теорему синусів, у нас є катет та протилежний кут, визначимо довжину конвеєра:

$$L = \frac{a}{\sin \alpha}, \text{ м} \quad (4.15)$$

Підставимо значення у формулу (4.15):

$$L = \frac{3.5}{\sin 20^\circ} = 10.23 \text{ м}$$

Продуктивність стрічкового конвеєра відповідає продуктивності стрічкового живильника, використовуючи джерело [127,128] виберемо необхідний стрічковий конвеєр та дізнаємося потужність приводу. Приймаємо стрічковий конвеєр ЛК-10. Ширина стрічки 500 мм, довжина конвеєра 10,23 м, потужність 5,5 кВт. Маса 1800 кг.

Скрубер (4).

Згідно з джерелом [129] вибір промивного апарату та його типорозміру найчастіше роблять за допомогою розрахунку ефективності промивки. З цією метою визначимо необхідну витрату електроенергії на промивання:

$$N = \frac{Q}{e} \quad (4.16)$$

де e - ефективність промивання на фабриці, що проектується т/кВт·год;

Q - продуктивність за початковим матеріалом, т/год.

Ефективність промивання – обернена величина питомої витрати електроенергії. Після визначення N підбираємо апарат з відомою встановленою потужністю електродвигуна та визначаємо число апаратів за формулою:

$$n = \frac{N}{(N_a \eta)} \quad (4.17)$$

де N_a - встановлена потужність електродвигуна, кВт; η - відношення споживаної потужності до установчої, в дол. од.

Для ефективної дезінтеграції середньпромивистих матеріалів необхідно перемішування протягом 2-3 мн. Тому згідно з джерелом [129], для цієї мети підійде скруббер. Питома витрата електроенергії становить до 0,5 кВт·год/т. Продуктивність скруббера розміром 1300×5000 мм має продуктивність до 40 т/год за важкопромивним матеріалом. Потужність приводу складає 11 кВт. Підставимо значення у формули (4.16) та (4.17):

$$N = \frac{31,25}{\frac{100}{25}} = \frac{31,25}{4} = 7,81 \text{ кВт}$$

$$n = \frac{7,81}{(11 \cdot 0,71)} = 1 \text{ шт.}$$

Приймаємо до встановлення скруббер СБ 1300×5000 мм із встановленою потужністю приводу 11 кВт. Маса 6000 кг [127,128]

Грохот для класифікації матеріалу (5).

Матеріал на грохоті класифікуватиметься по крупності 0,315 мм. Надрешітний продукт містить виключно шлак. Кількість матеріалу, що проходить через грохот, становить 24,22 т/год (згідно з рис. 4.3.). Необхідну площу грохота можна визначити за формулою [130]:

$$F = \frac{V}{q} \quad (4.18)$$

де F - площа сита, м^2 ; V - об'єм води/пульпи, що видаляється при зневодненні, $\text{м}^3/\text{год}$; q - питоме навантаження на сито по воді, що скидається., $\text{м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{год}$.

Згідно з джерелом [130], питоме навантаження на сито розміром вічка 0,315 мм по воді, що скидає $17 \text{ м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{год}$. Використовуючи формулу із джерела [127,128], визначимо обсяг пульпи, що проходить крізь сито на грохота:

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) \quad (4.19)$$

де Q_m - продуктивність по твердому в даній операції т/год; R_m - відношення Ж:Т у цій операції (визначається за формулою 4.5); ρ - густина твердої фази, $\text{т}/\text{м}^3$.

Підставимо значення у формулу (4.19):

$$W_m = 24,22 \cdot \left(3,32 + \frac{1}{2,1} \right) = 91,94 \text{ м}^3/\text{час}$$

Необхідна площа сита складе за формулою (4.18):

$$F = \frac{91,94}{17} = 5,4 \text{ м}^2$$

Приймаємо високочастотний грохот ГВЧ-41, який показав свою високу ефективність з просіювання дрібних частинок та зневоднення вугільних шлаків. Площа просіювання складає 6 м^2 . Розмір поверхні, що просіває 1500×4000 . Потужність приводу складає 7,2 кВт. Маса 2600 кг [130].

Зумпф для пульпи, що надходить з грохота (6).

У практиці для проміжних зумпфів передбачають запас об'єму на 5-15 хв дебіту пульпи. Визначимо годинний дебіт пульпи, використовуючи формулу (4.19):

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right)$$

Підставимо значення у формулу (4.19):

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 24,22 \cdot \left(3,32 + \frac{1}{2,1} \right) = 91,94 \text{ м}^3/\text{час}$$

Використовуємо формулу для визначення об'єму зумпфа V_k , з джерела [131]:

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} \quad (4.20)$$

де V_n - об'єм пульпи, що надходить, м³/год; t - потрібний час знаходження пульпи в зумпфі, хв; k - відношення об'єму пульпи, що знаходиться в камері, до її геометричного об'єму.

Підставимо значення у формулу (4.20):

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{91,94 \cdot 5}{60 \cdot 0,85} = 9,01 \text{ м}^3$$

Приймаємо об'єм зумпфа 9 м³. Маса складає 2400 кг [127,128].

Насос для перекачування пульпи (7).

Насос, що перекачує пульпу з зумпфа. Розрахунок насоса зводиться до найпростішого підбору параметрів напору та продуктивності. З попереднього розрахунку зумпфу (6) годинний об'єм пульпи, що надходить 91,94 м³/год. Ця пульпа перекачуватиметься в контактний чан (8). Припустимо, що контактний чан розташований на висоті $h=3$ м, відстань по горизонталі $l=5$ м. Нам потрібен насос із параметрами: тиск 20 м, продуктивність до 100 м³/год. Для перекачування шламів та продуктів збагачення використовуються піскові

насоси, виберемо з джерела [127,128] підходящий. Наприклад, НПБР 100/20, потужність приводу 22 кВт. Маса агрегату 650 кг.

Контактний чан (8).

Згідно з технологічними параметрами (з розділу 2) час необхідний ефективного закріплення реагента-збирача на вугільних частинках перед операцією основний флотації становить $t=4$ хв. Об'єм пульпи, що надходить 91,94 м³/год. Для розрахунку об'єму контактного чану скористайтесь вищезгаданою формулою (4.20), підставимо значення:

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{91,94 \cdot 4}{60 \cdot 0,85} = 7,2 \text{ м}^3$$

Використовуючи джерело [127,128] знайдемо найближчий за типорозміром контактний чан. Вибираємо КЧ-7, 5, встановлена потужність приводу 5,5 кВт. Маса складає 2100 кг. Визначимо об'єми решти контактних чанів згідно з даною методикою.

Контактний чан I перемішувальної флотації (12).

Час контактування згідно з технологією (розділ 2) $t=3$ хв, також визначимо дебіт пульпи за формулою (4.19):

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 6,73 \cdot \left(3,23 + \frac{1}{2,1} \right) = 24,94 \text{ м}^3/\text{год}$$

Об'єм чану становитиме за формулою (4.20):

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{24,94 \cdot 3}{60 \cdot 0,85} = 1,46 \text{ м}^3$$

Використовуючи джерело [127,128] знайдемо найближчий за типорозміром контактний чан. Вибираємо контактний чан КЧ-1,6, потужність приводу 1,5 кВт. Маса 800 кг.

Контактний чан II переробної флотації (14).

Час контактування згідно з технологією (розділ 2) $t=3$ хв, також визначимо дебіт пульпи (4.19):

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 6,73 \cdot \left(3,34 + \frac{1}{2,1} \right) = 25,7 \text{ м}^3/\text{час}$$

Об'єм чану становитиме за формулою (4.20):

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{25,7 \cdot 3}{60 \cdot 0,85} = 1,51 \text{ м}^3$$

Використовуючи джерело [127,128] знайдемо найближчий за типорозміром контактний чан. Вибираємо контактний чан КЧ-1,6, потужність приводу 1,5 кВт. Маса 800 кг.

Контактний чан контрольної флотації (18).

Час контактування згідно з технологією (розділ 2) $t=4$ хв, також визначимо дебіт пульпи (4.19):

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 20,34 \cdot \left(4,94 + \frac{1}{2,1} \right) = 110,16 \text{ м}^3/\text{год}$$

Об'єм чану становитиме за формулою (4.20):

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{110,16 \cdot 4}{60 \cdot 0,85} = 8,64 \text{ м}^3$$

Використовуючи джерело [127,128] знайдемо найближчий за типорозміром контактний чан. Вибираємо контактний чан КЧ-9, потужність приводу 7,5 кВт. Маса 2700 кг.

Ежекторна флотаційна машина (ЕФМ) основної флотації (9).

Розрахунок цієї флотомашини зводиться до визначення об'єму флотаційної камери і потім вибору обладнання згідно з доступними каталогами. Згідно з технологією, час флотації складає $t=3$ хв. Для визначення об'єму пульпи, що надходить в операцію, скористаємося формулою (4.19), щоб визначити об'єм

флотаційної камери скористаємося формулою (4.20), підставимо відповідні значення:

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 26,78 \cdot \left(3,23 + \frac{1}{2,1} \right) = 99,25 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{99,25 \cdot 3}{60 \cdot 0,9} = 5,51 \text{ м}^3$$

Згідно з джерелом [131,132], вибираємо флотомашину ЕФМ-6, потужність встановленого приводу 90 кВт. Маса флотомашини 3700 кг. Згідно з даними формулами визначимо флотаційні машини для I та II перемісної флотації, а також для контрольної флотації.

Ежекторна флотаційна машина (ЕФМ) для I перемісної флотації (11).

Визначимо дебіт пульпи за формулою (4.19), а також об'єм флотаційної камери за формулою (4.20), час флотації $t=2,5$ хв.

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 6,73 \cdot \left(3,34 + \frac{1}{2,1} \right) = 25,68 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{25,68 \cdot 2,5}{60 \cdot 0,9} = 1,20 \text{ м}^3$$

Згідно з джерелом [131,132], вибираємо флотомашину ЕФМ-1,5 потужність встановленого приводу 22 кВт. Маса флотомашини 1500 кг.

Ежекторна флотаційна машина (ЕФМ) для II перемісної флотації (13).

Визначимо дебіт пульпи за формулою (4.19), а також об'єм флотаційної камери за формулою (4.20), час флотації $t=2,5$ хв.

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 6,55 \cdot \left(3,3 + \frac{1}{2,1} \right) = 24,73 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{24,73 \cdot 2,5}{60 \cdot 0,9} = 1,14 \text{ м}^3$$

Згідно з джерелом [131,132], вибираємо флотомашину ЕФМ-1,5 потужність встановленого приводу 22 кВт. Маса флотомашини – 1500 кг.

Ежекторна флотаційна машина (ЕФМ) для контрольної флотації (19).

Визначимо дебіт пульпи за формулою (4.19), а також об'єм флотаційної камери за формулою (4.20), час флотації $t=4,0$ хв.

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 20,34 \cdot \left(4,94 + \frac{1}{2,1} \right) = 110,16 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{110,16 \cdot 4}{60 \cdot 0,85} = 8,64 \text{ м}^3$$

Згідно з джерелом [131,132], вибираємо флотомашину ЕФМ-9 потужність встановленого приводу 110 кВт. Маса флотомашини 5200 кг.

Розрахунок накопичувальних зумпфів (14) та (18).

Накопичувальні зумпфи (14) (для вугільного концентрату) і (18) (для мінеральної частини золи) необхідні для накопичення пульпи через те, що прес-фільтра є обладнанням циклічної дії. Перший – період набір осаду та фільтрування, другий – сушка повітрям, третій – розвантаження осаду, четвертий – регенерація фільтрувальної тканини. Час, що витрачається на проведення цих операцій, становить 30 хв [132,133]. З цього випливає, що накопичувальні зумпфи для продуктів переробки повинні забезпечити накопичення пульпи, що надходить протягом 30 хв. Для надійної роботи передбачаємо коефіцієнт запасу 2.

Зумпф вугільного концентрату (14).

Розрахуємо необхідний об'єм зумпфу для накопичення пульпи протягом однієї години. Скористаємося формулами (4.19) для визначення дебіту пульпи та (4.20) для визначення об'єму зумпфу:

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 6,44 \cdot \left(1,22 + \frac{1}{1,6} \right) = 11,88 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{11,88 \cdot 60}{60 \cdot 0,85} = 14,0 \text{ м}^3$$

Згідно з джерелом [127,128] приймаємо накопичувальний зумпф об'ємом 14 м³, потужність встановленого приводу 15 кВт. Маса 3900 кг.

Зумпф для мінеральної частини золи (18).

Розрахуємо необхідний об'єм зумпфу для накопичення пульпи протягом однієї години. Скористаємося формулами (4.19) для визначення дебіту пульпи та (4.20) для визначення об'єму зумпфу:

$$W_m = Q_m \cdot \left(R_m + \frac{1}{\rho} \right) = 17,78 \cdot \left(5,32 + \frac{1}{2,1} \right) = 103,0 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$V_k = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot k} = \frac{103,0 \cdot 60}{60 \cdot 0,85} = 121,0 \text{ м}^3$$

Згідно з джерелом [127,128] приймаємо накопичувальний зумпф об'ємом 121 м³ потужність встановленого приводу 75 кВт. Маса 18000 кг.

Прес-фільтра для зневоднення продуктів переробки (16) та (22).

Продуктивність прес-фільтра визначається за формулою [128]:

$$Q = q \cdot F \quad (4.21)$$

де q – продуктивність т/год на 1 м² тканини, обумовлена дослідним шляхом, або приймається за довідником; F - фільтруюча поверхня, м².

Згідно з джерелом [132,133] продуктивність прес-фільтрів для фільтрування флотаційних шламів становить 27 кг/м². З формули (4.21) знайдемо необхідну площу фільтрування:

$$F = \frac{Q}{q} \quad (4.22)$$

Прес-фільтр для вугільного концентрату (16). Кількість вугільного концентрату, що надходить, протягом години становить 6,44 т/год.

Підставимо значення (4.22):

$$F = \frac{Q}{q} = \frac{6440,0}{27,0} = 238,5 \text{ м}^2$$

Також варто враховувати, що густина антрацитового вугілля становить 1600 кг/м³. З цього випливає, що об'єм фільтрувальної камери повинен бути 4 м³. Виберемо із джерела [133] рамний прес-фільтр фірми «Прогрес» ФКМ-250 із

площею фільтрування 250 м². Об'єм фільтрувальної камери 4 м³, потужність приводу 4 кВт. Габаритні розміри Д×Ш×В: 9740×1170×1620. Маса 14800 кг.

Прес-фільтр для мінеральної частини золи (22).

Кількість мінеральної частини золи, що надходить, протягом години становить 17,78 т. Підставимо значення в (4.22):

$$F = \frac{Q}{q} = \frac{17780}{27,0} = 658,5 \text{ м}^2$$

Встановлення занадто великого обладнання викликає додаткові витрати на обслуговування, пропонується встановити дві одиниці обладнання меншої продуктивності. Також варто враховувати, що густина мінеральної частини золи становить 2100 кг/м³. З цього випливає, що об'єм фільтрувальної камери повинен бути 8,46 м³ для одного прес-фільтра, для двох по 4,23 м³ відповідно. Виберемо із джерела [133] два рамні прес-фільтр фірми «Прогрес» ФКМ-300 з площею фільтрування 300 м². Об'єм фільтрувальної камери до 4,76 м³, потужність приводу 5,5 кВт. Габаритні розміри Д×Ш×В: 10040×2400×1800. Маса 26500 кг.

Піскові насоси для подачі пульпи в прес-фільтр (15) та (21).

Пульпа подається насосами під тиском до 8-10·10⁵ Па. Розрахунок насосів зводиться до того що вони повинні мати продуктивність, яка забезпечить подачу всієї пульпи в камеру прес-фільтра протягом 10 хв.

Прес-фільтр вугільного концентрату, об'єм пульпи, що надходить 11,88 м³/год (согласно рис. 4.3). Встановлюємо насос продуктивністю 75 м³/год з напором 80 м. Згідно з джерелом [127,128], підходить насос СВН 100-50а 80/45. встановивши послідовно два насоси, ми збільшимо напір до 90 м, при цьому продуктивність залишиться незмінною. Встановлена потужність приводу 30 кВт, нам необхідно 2 насоси, загальна встановлена потужність становитиме 60 кВт. Прес-фільтр для зневоднення мінеральної частини золи, об'єм пульпи, що надходить 103,0 м³/год (згідно з рис. 4.3). Враховуючи, що буде встановлено два прес-фільтри, 51,5 м³/год пульпи на кожен фільтр-прес. Встановлюємо два

насоси продуктивністю по 310 м³/год з напором 80 м на кожний прес-фільтр. Згідно з джерелом [127,128], підходить насос НПБР 1450-550-315/40, встановивши послідовно два насоси, ми збільшимо напір до 80 м, при цьому продуктивність залишиться незмінною. Встановлена потужність одного насоса 110 кВт, нам необхідно 4 таких насоси, загальна встановлена потужність становитиме 440 кВт.

Продуктовий стрічковий конвеєр (17) та (23).

Під прес-фільтрами встановлюються стрічкові конвеєри для розвантаження зневодненого кеку. Конвеєри встановлюються горизонтально. Кек з прес-фільтрів розвантажується не одночасно, а по черзі з кожної плити, тому великої продуктивності конвеєра не буде потрібно, ширина конвеєрної стрічки повинна бути не менше 1500 мм. Довжина прес-фільтрів становить 10 м, тому нам необхідно передбачити конвеєра завдовжки 12 м. Згідно з джерелом [127,128] приймаємо конвеєр ЛК-12 (12000×1500 мм), встановлена потужність приводу 5,5 кВт. Оскільки нам потрібні три конвеєри ЛК-12, загальна встановлена потужність складає 16,5 кВт. Маса однієї одиниці обладнання – 190.

ДОДАТОК Б

Розрахунок економічних показників при переробці ЗШВ ТЕС

(станом на 2023 рік)

Таблиця Б.1 – Кошторис капітальних витрат

| № п/п | Найменування обладнання | Ціна за од. тис. грн | К-сть, шт. | Сума тис. грн |
|-------|--|----------------------|------------|---------------|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| 1 | Бункер початкової сировини V=21,35 м ³ | 420,0 | 1 | 420,0 |
| 2 | Стрічковий живильник 1ПТ-5 | 185,0 | 1 | 185,0 |
| 3 | Стрічковий конвеєр ЛК-10 | 320,0 | 1 | 320,0 |
| 4 | Скрубер СБ 1300×5000 | 1 500,0 | 1 | 1 500,0 |
| 5 | Грохот ГВЧ-41 | 450,0 | 1 | 450,0 |
| 6 | Зумпф V= 9 м ³ | 210,0 | 1 | 210,0 |
| 7 | Насос НПБР 100/20 | 200,0 | 1 | 200,0 |
| 8 | Контактний чан КЧ-7,5; V= 7,5 м ³ | 1 600,0 | 1 | 1 600,0 |
| 9 | Флотаційна машина ЕФМ -6; V= 6 м ³ | 3 000,0 | 1 | 3 000,0 |
| 10 | Контактний чан КЧ-1,6; V= 1,6 м ³ | 341,0 | 1 | 341,0 |
| 11 | Флотаційна машина ЕФМ -1,5; V=1,5 м ³ | 750,0 | 1 | 750,0 |
| 12 | Контактний чан КЧ-1,6; V= 1,6 м ³ | 341,0 | 1 | 341,0 |
| 13 | Флотаційна машина ЕФМ -1,5; V=1,5 м ³ | 750,0 | 1 | 750,0 |
| 14 | Накопичувальний зумпф V=14 м ³ | 2 500,0 | 1 | 2 500,0 |
| 15 | Насос СВН 100-50а 80/45 | 350,0 | 2 | 700,0 |
| 16 | Прес-фільтр ФКМ-250 | 4 000,0 | 1 | 4 000,0 |
| 17 | Стрічковий конвеєр ЛК-12 | 350,0 | 1 | 350,0 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|----|--|---------|-----|------------|
| 18 | Контактний чан КЧ-9; V= 9 м ³ | 1 900,0 | 1 | 1 900,0 |
| 19 | Флотаційна машина ЕФМ -9; V= 9 м ³ | 4 500,0 | 1 | 4 500,0 |
| 20 | Накопичувальний зумпф V=121м ³ | 7 720,0 | 1 | 7 720,0 |
| 21 | Насос НПБР 1450-550-315/40 | 876,0 | 4 | 3 504,0 |
| 22 | Прес-фільтр ФКМ-300 | 5 145,0 | 2 | 10 290,0 |
| 23 | Стрічковий конвеєр ЛК-12 | 350,0 | 1 | 350,0 |
| 24 | Навантажувач JCB 456 (3,5 м ³) | 6 000,0 | 2 | 12 000,0 |
| 25 | Екскаватор Doosan solar 225 NLC-V | 3 500,0 | 2 | 7 000,0 |
| 26 | Автосамоскид MAN TGA 2007 | 3 300,0 | 3 | 13 200,0 |
| 27 | Вилочний навантажувач Toyota 02-7FD30 2007 | 1 100,0 | 2 | 2 200,0 |
| | Загальна вартість обладнання | | | 80 281,0 |
| | Невраховане обладнання | | 30% | 24 084,3 |
| | Разом вартість обладнання | | | 104 365,30 |
| | Проектні роботи | | 10% | 10 436,5 |
| | Будівельно-монтажні та пусконаладжувальні роботи | | 30% | 31 309,6 |
| | Непередбачені витрати | | 10% | 8 349,2 |
| | Разом капітальних вкладень | | | 154 460,6 |

Таблиця Б.2 – Матеріальні витрати на реалізацію технології

| № | Найменування статті витрати | Од. вим. | Витрата на 1 т. ЗШВ | Переробка ЗШВ, тис. т/рік | Ціна, грн | Вартість тис. грн/рік | К-сть грн на 1 т. ЗШВ |
|---|---|----------|---------------------|---------------------------|-----------|-----------------------|-----------------------|
| 1 | Вартість ЗШВ ТЕС | грн | | 150,0 | 20,0 | 3 000,0 | 20,0 |
| 2 | Змінні частини і обладнання, що швидко зношуються | грн | | 150,0 | | 3 131,0 | 20,87 |
| 3 | Дизельне паливо | л | 3,1 | 150,0 | 50,0 | 23 250,0 | 155,0 |
| 4 | Флотореагент гас | л | 4,3 | 150,0 | 50,0 | 32 250,0 | 215,0 |
| 5 | Флотореагент масло Т-66 | л | 0,45 | 150,0 | 38,8 | 2 619,0 | 17,46 |
| 6 | Поточний ремонт основних засобів | грн | | 150,0 | | 3 131,0 | 20,87 |
| | Мастильні, обтиральні та інші матеріали | грн | | 150,0 | | 521,8 | 3,48 |
| 7 | Всього | | | | | 67 902,8 | 452,69 |
| 8 | Невраховані витрати, 10% | | | | | 6 790,28 | 45,27 |
| 9 | Разом основних витрат | | | | | 74 693,08 | 497,95 |

Таблиця Б.3 – Розрахунок річного фонду заробітної плати робочого персоналу

| № п/п | Найменування посад | Кількість штатних одиниць | Оклад, тис. грн | ФЗП, тис. грн/міс. | ФЗП тис. грн/рік |
|-------|--|---------------------------|-----------------|--------------------|------------------|
| 1 | Директор | 1 | 35,0 | 35,0 | 300,0 |
| 2 | Бухгалтер | 1 | 20,0 | 20,0 | 144,0 |
| 3 | Начальник ділянки (інженер-технолог) | 1 | 25,0 | 25,0 | 180,0 |
| 4 | Майстер ділянки | 4 | 20,0 | 80,0 | 576,0 |
| 5 | Диспетчер | 4 | 15,0 | 60,0 | 480,0 |
| 6 | Зварювальник | 4 | 15,0 | 60,0 | 384,0 |
| 7 | Слюсар-ремонтник | 8 | 15,0 | 120,0 | 960,0 |
| 8 | Електромонтер (КВП) | 8 | 15,0 | 120,0 | 960,0 |
| 9 | Працівник фільтрувального відділення | 8 | 15,0 | 120,0 | 960,0 |
| 10 | Водій навантажувача (фронтального) | 8 | 15,0 | 120,0 | 960,0 |
| 11 | Водій навантажувача (горизонтального) | 4 | 15,0 | 60,0 | 480,0 |
| 12 | Водій екскаватора | 4 | 15,0 | 60,0 | 480,0 |
| 13 | Водій самоскида | 12 | 15,0 | 180,0 | 1 440,0 |
| 14 | Охоронець території | 8 | 15,0 | 120,0 | 768,0 |
| 15 | Флотореагентник | 4 | 15,0 | 60,0 | 432,0 |
| | Разом ФЗП | 79 | | 1 240,0 | 14 880,0 |
| | На охорону праці, 5% | | | 62,0 | 744,0 |
| | Накладні витрати (утримання лабораторії, відрядження), 10% | | | 124,0 | 1 488,0 |

Таблиця Б.4 – Енергоспоживання технологічного комплексу

| Фактичне споживання електроенергії, кВт/год | Планова енергоємність на рік, кВт | Тариф за 1кВт/год | Сума, тис. грн/рік |
|--|---|----------------------|--------------------|
| 837,07 | 5 022 420,0 | 7,26 | 36 462,76 |

Таблиця В.5 – Кошторис експлуатаційних витрат на реалізацію технології
з переробки ЗШВ ТЕС

| № п/п | Елементи витрат | Сума, тис. грн | Питомі витрати, грн/т | Структура, % |
|----------|----------------------------|-------------------|--------------------------|-----------------|
| 1 | Фонд оплати праці | 14 880,0 | 99,2 | 9,9 |
| 2 | Охорона праці | 744,0 | 5,0 | 0,5 |
| 3 | Накладні витрати | 1 488,0 | 9,9 | 1,0 |
| 4 | Витрати на матеріали | 74 693,08 | 498,0 | 49,6 |
| 5 | Енерговитрати | 36 462,76 | 243,1 | 24,2 |
| 6 | Амортизація | 20 873,06 | 139,2 | 13,9 |
| 7 | Разом виробничі витрати | 149 140,9 | 994,3 | |
| 8 | Комерційні витрати 1% | 1 491,4 | 9,9 | 1,0 |
| 9 | Повна собівартість | 150 632,3 | 1 004,2 | 100,0 |

Таблиця Б.6 – Розрахунок вартості товарної продукції

| № п/п | Найменування продукту | К-сть товарної продукції , т/рік | Сфера використ. | Ціна готової продукції, грн/т | Вартість товарної продукції тис. грн/рік |
|----------|---------------------------------|---|--------------------|--|--|
| 1 | Шлак | 4 665,0 | Замінник щебеню | 50,0 | 233,25 |
| 2 | Вугільний концентрат золи | 38 436,0 | Паливо для ТЕС | 4 650,0 | 178 727,40 |
| 3 | Мінеральна частина золи | 106 899,0 | Замінник піску | 215,0 | 22 983,28 |
| | Всього | 150 000,0 | | | 201 943,93 |

ДОДАТОК В

ДОВІДКА про використання результатів дисертаційної роботи ГЛУХОВЕРІ М.Р.

ТОВ «ІНЖИНІРИНГОВА КОМПАНІЯ «ПЕРСПЕКТИВА» підтверджує, що при розробці технологічного комплексу з переробки золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій використано результати дисертаційної роботи Глуховері М.Р.

При розробці технологічного комплексу використано такі основні положення дисертаційної роботи:

1. Математична модель прогнозування показників якості збагачення (заснована на розкритті цінного компонента).
2. Математична модель прогнозування зольності вугільного концентрату (заснована на факторах, що впливають на флотаційний процес).
3. Математична модель визначення витрати флотаційних реагентів-збирачів.

Отримані результати дисертаційної роботи Глуховері М.Р. дали змогу прогнозувати показники якості збагачення при зміні складу початкової сировини. Обґрунтовувати технологічні режими збагачувальних апаратів для різних властивостей початкової сировини. Обґрунтовувати необхідні дозування флотаційних реагентів. Здійснити правильний підбір технологічних параметрів, що забезпечують стабільну якість одержуваних продуктів збагачення. Розробити технологічну схему комплексу з переробки золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій.

З повагою,

Директор
ТОВ «ІК «ПЕРСПЕКТИВА»



Карпусенко Г.В.

ДОДАТОК Г

АКТ напівпромислових випробувань технологічного комплексу з переробки золошлакових відходів вугільних теплоелектростанцій

Компанія ТОВ «ІНЖИНІРИНГОВА КОМПАНІЯ «ПЕРСПЕКТИВА» підтверджує, що Глуховеря М.Р. співпрацював з нашою компанією, його результати дисертаційної роботи були використані для виробництва технологічної лінії з переробки золошлакових відходів вугільних теплових електростанцій.

Проведені напівпромислові випробування та отримані продукти збагачення підтвердили достовірність наукових досліджень Глуховері М.Р. Розроблені методики Глуховерею М.Р. дозволяють швидко реагувати на мінливість складу початкової сировини та прогнозувати кінцеві показники збагачення, оперативно здійснювати регулювання флотаційного процесу. Методика визначення витрати реагенту-збирача дозволяє скоротити перевитрату флотаційних реагентів. В результаті переробки золошлакових відходів отримано наступні продукти: вугільний концентрат із зольністю 22,6%, мінеральний наповнювач із вмістом вуглецю не більше 1,5%. Ці продукти збагачення є затребуваними у промисловості, розроблені відповідні ТУ. Питома витрата електроенергії на переробку золошлакових відходів не перевищує 33,5 кВт·год/т. Що виражається в економічному ефекті у вигляді окупності інвестицій протягом 3 років. Виробничу лінію планується розширити до обсягу переробки 400 тис. т золошлакових відходів на рік.

З повагою,

Директор
ТОВ «ІК «ПЕРСПЕКТИВА»



A handwritten signature in blue ink, appearing to read "Карпусенко".

Карпусенко Г.В.

ДОДАТОК Д

Хімічний аналіз стічних вод після зневоднення продуктів переробки ЗШВ ТЕС



ТОВАРИСТВО З ОБМЕЖЕНОЮ ВІДПОВІДАЛЬНІСТЮ "ХІМАНАЛІЗ"
UA613052990000026009046803919 АТ КБ "ПРИВАТБАНК"

УКРХІМАНАЛІЗ®

03028, м. Київ, пр-т Науки, буд. 41, оф. 321
код за ЄДРПОУ 43585521
Тел: (044) 238-20-28
E-mail: info@himanaliz.ua Web: www.himanaliz.ua

СЕРТИФІКАТ АНАЛІЗУ

№ Х9365 від 11.08.2023

Замовник: Глухова Микола Романович

Пакет: Розширений

Зразок - Вода:

Проба відібрана: Замовником

Місце відбору:

| № Показник | Од. | Результат | Норма* | Метод |
|--|-----------------------------------|-----------|---------------|-------------------------|
| 1 Каламутність | мг/дм ³ | 2,95 | ≤ 1 | ГОСТ 3351-74 |
| 2 Забарвленість | градуси | 0,86 | ≤ 20 | ГОСТ 3351-74 |
| 3 Запах, 20°C | бали | 4 | ≤ 2 | ГОСТ 3351-74 |
| 4 Запах, 60°C | бали | 4 | ≤ 2 | ГОСТ 3351-74 |
| 5 Смак та присмак | бали | не вим. | ≤ 2 | ГОСТ 3351-74 |
| 6 рН, водневий показник | од. рН | 8,0 | 6,5 – 8,5 | ДСТУ 4077-2001 |
| 7 Гідрокарбонати | ммоль/дм ³ | 4,2 | не нормується | ГОСТ 26449.1- 85 |
| 8 Жорсткість загальна | ммоль/дм ³ | 1,50 | ≤ 7 | ДСТУ ISO 6059:2003 |
| 9 Залізо загальне | мг/дм ³ | 0,13 | ≤ 0,2 | ГОСТ 4011-72 |
| 10 Загальний вміст солей | мг/дм ³ | 1190 | ≤ 1000 | ГОСТ 26449.1- 85 |
| 11 Хімічне споживання кисню дихроматне | мгО ₂ /дм ³ | 5,74 | не нормується | ДСТУ ISO 6060:2003 |
| 12 Кисень розчинений | мгО ₂ /дм ³ | 3,52 | не нормується | ДСТУ ISO 5813:2004 |
| 13 Лужність загальна | ммоль/дм ³ | 4,20 | не нормується | ДСТУ ISO 9963-1:2007 |
| 14 Нітрати | мг/дм ³ | 23,9 | ≤ 50 | ДСТУ 4078-2001 |
| 15 Амоній | мг/дм ³ | 0,2 | ≤ 0,5 | ГОСТ 4192-82 |
| 16 Хлориди | мг/дм ³ | 400,59 | ≤ 250 | ДСТУ ISO 9297:2007 |
| 17 Натрій | мг/дм ³ | 353 | ≤ 200 | ГОСТ 23268.6 |
| 18 Сульфати | мг/дм ³ | 133 | ≤ 250 | ГОСТ 4389-72, п.3 |
| 19 Окисно-відновний потенціал | мВ | +120 | не нормується | ГОСТ 22018-84 |
| 20 Кремній | мг/дм ³ | 9,16 | ≤ 10 | ГОСТ 26449.1-85 |
| 21 Феноли | мг/дм ³ | --- | ≤ 0,001 | РД 52.24.34-86 |
| 22 Сухий залишок | мг/дм ³ | 1177 | ≤ 1000 | ГОСТ 18164-72 |
| 23 Хлор залишковий вільний | мг/дм ³ | --- | ≤ 0,5 | ГОСТ 18190-72, п.3 |
| 24 Йод | мкг/дм ³ | 10,6 | не нормується | ДСТУ 4816:2007, метод А |
| 25 Фтор | мг/дм ³ | 0,126 | ≤ 1,5 | ГОСТ 4386-89 |
| 26 Марганець | мг/дм ³ | 0,015 | ≤ 0,05 | ГОСТ 4974-72, п.3 |
| 27 Калій | мг/дм ³ | 10,9 | ≤ 20 | ГОСТ 23268.7 |
| 28 Кальцій | мг/дм ³ | 48,09 | не нормується | ДСТУ ISO 6058:2003 |
| 29 Магній | мг/дм ³ | 7,29 | не нормується | ДСТУ ISO 6059:2003 |
| 30 Нафтопродукти | мг/дм ³ | 0,292 | ≤ 0,1 | ГОСТ 17.1.4.01-80 |

Примітка: (*) – згідно ДСанПІН, ДСТУ (---) – менше меж визначення

Висновок:

- Зразок не відповідає нормам
- Рекомендовано фільтр зворотного осмосу
- Рекомендовано бактеріологічний аналіз води

Виконав:

Затвердив: Чеканова Ю.Д.



Тиражування, копіювання та використання документів у рекламних цілях без письмової згоди ТОВ «Хіманаліз» заборонено. Результати аналізу відносяться виключно до зразка наданого на випробування. Аналіз проводиться з науково-дослідною метою. Аналіз не носить характеру експертного дослідження у відповідності до законодавства України про судну експертизу.