

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

Кваліфікаційна наукова праця  
на правах рукопису

Вінівітін Дмитро Вікторович

УДК 651.82.681.324

ДИСЕРТАЦІЯ

**ОПЕРАТИВНЕ ПЛАНУВАННЯ І УПРАВЛІННЯ  
ГІРНИЧОТРАНСПОРНИМИ РОБОТАМИ В ЗАЛІЗОРУДНОМУ КАР'ЄРІ**

05.15.03 – відкрита розробка родовищ корисних копалин

Подається на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук

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

\_\_\_\_\_ Д.В. Вінівітін

Науковий керівник  
доктор технічних наук, професор  
Собко Борис Юхимович

Дніпро - 2018

## Анотація

*Вінівітін Д.В.* Оперативне планування і управління гірничотранспортними роботами в залізорудному кар'єрі. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук (доктора філософії) за спеціальністю 05.15.03 – «Відкрита розробка родовищ корисних копалин», - Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», Міністерство освіти і науки України, Дніпро, 2018.

За результатами аналізу науково-практичних праць за темою дисертаційної роботи відзначено, що при сучасних ринкових вимогах ефективного функціонування залізорудного гірничо-збагачувального комбінату (ГЗК) можливе лише при ретельному формуванні довгострокових планів і чіткому виконанні складених на їх основі оперативних планів та реалізації оперативного управління. Особливо актуальними ці вимоги є для основного виробництва, зокрема для гірничотранспортних робіт в залізорудному кар'єрі, як початкової ланки технологічного ланцюга видобутку та переробки залізної руди. Виконання цих вимог дозволяє підвищити ефективність використання надр та позбутись неконтрольованих втрат на виробництві, оскільки неефективні планові показники роботи кар'єру та оперативні керуючі дії протягом зміни, доби, декади, місяця можуть призводити до недосяжності результатів планування вищих рівнів. Зокрема необхідною умовою ефективного оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами є застосування методичного забезпечення з належним технологічним обґрунтуванням математичних моделей та методів і їх відповідністю можливостям сучасних програмних інструментальних засобів. В даний час розробка такого методичного забезпечення стримується складністю технологічних задач оперативного планування і управління, недоліками їх традиційної формалізації з пріоритетом математичного, а не технологічного підходу та несистемної програмної реалізації у складі різних геоінформаційних систем.

У зв'язку з цим, в дисертації вирішувалась актуальна науково-практична задача теоретико-технологічного обґрунтування системної множини

математичних моделей та методів для створення якісно нового рівня методичного забезпечення оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами засобами спеціалізованої геоінформаційної системи.

Для досягнення мети удосконалено закономірності оптимізації розвитку гірничотранспортних робіт на технологічних засадах. Обґрунтовані основні методичні положення з вирішення поставлених задач. Для вироблення чітких, адекватних та однозначних управлінських дій конкретизовані моделі прийняття рішень, які можливі при декомпозиції загальної задачі оперативного планування та управління. Розподілені функції між функціональними підрозділами управління ГТК (гірничотранспортний комплекс) та програмно-методичними засобами.

Встановлена доцільність застосування концепції інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень (ІСППР) як засобу отримання рішень планових та управлінських задач, виходячи зі специфіки оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами.

Запропонована послідовність дій для вирішення задач оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами: поповнюється (при необхідності) база даних (ЛПР (людина, що приймає рішення) за допомогою інтерфейсу користувача); з позицій технологічного аналізу поточної виробничої ситуації, вибирається (формується) математична модель задачі, що буде вирішуватись (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача); з бази алгоритмів вибирається алгоритм вирішення задачі (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача); пошук вирішення задачі за вибраною (сформованою) математичною моделлю вибраним алгоритмом (програмними засобами ІСППР); аналіз отриманих багатокритеріальних рішень та вибору з них раціонального (компромісного) рішення (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача на основі сформованих програмно рекомендацій); ретроспективний аналіз результатів виробничої діяльності кар'єру з метою порівняння з отриманими результатами; таке порівняння дає змогу визначити необхідність коригуючих дій (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача на основі сформованих програмно висновків

аналізу); представлення результатів у формі, заданій користувачем; прийняття кінцевого рішення та його фіксація в базі даних.

Визначені базові задачі оперативного планування та управління гірничо-транспортними роботами сфери застосування ГІС (геоінформаційна система): задачі обліково-інвентаризаційного типу (підрахунки запасів корисних копалин та розкриття, управління розподіленою виробничою інфраструктурою); задачі планування, вибору маршрутів та управління перевезеннями; моделювання процесів гірничих робіт та методи аналізу даних.

Запропонована структура оперативного планування та управління роботою залізородного кар'єру, що включає: геометричне моделювання робочої зони кар'єру, затвердження технологічної схеми розробки уступів та визначення послідовності переїзду екскаваторів між визначеними видобувними та розкривними блоками; прогнозує моделювання варіантів послідовності відробки окремих блоків; підрахунок об'ємно-якісних показників гірничої маси та нормативних показників технологічного обладнання; формування математичної моделі оптимального багатокритеріального планування та застосування відповідного алгоритму її розв'язання; графічне наочне відображення сформованого плану гірничих робіт; формування графіку роботи технологічного обладнання, проведення імітаційного моделювання із визначенням маршрутів та режимів руху транспортних одиниць.

Розроблено математичну модель планування гірничих робіт, що дозволяє враховувати напрямок виймання гірських порід, проводити підрахунок об'ємів руди за типами та видами, основного та супутніх металів у руді та розкривних породах, що розробляються, завантаження гірничого та транспортного обладнання, умови виконання планового завдання з якості та кількості видобутої сировини.

Проведено організаційне планування переїзду екскаваторів між блоками, запланованими до виймання, яке дозволяє знизити коливальність об'ємних та якісних показників роботи гірничого виробництва. Запропоновані кроки методу гілок та границь, що відповідають термінам можливих переїздів екскаваторів. В якості критеріальної оцінки використана як середньозважена відстань

транспортування, так і середньоквадратичне відхилення вмісту металу у видобутій руді від планових показників.

Визначено, що функціональні залежності критеріїв ефективності інтелектуальної системи прийняття рішень оперативного планування гірничих робіт від значення ширини заходок екскаваторних вибоїв мають ступеневий вигляд. Отримані раціональні параметри екскаваторних заходок при відробці виймальних блоків, при цьому за інтегральним критерієм оптимальною шириною першої заходки є заходка –  $1,0A_n$ , а найбільш прийнятним параметром відробки вибоїв є ширина заходки в інтервалі –  $0,5A_n \leq B \leq 1,5A_n$ .

Запропонована модульна побудова функціональної частини інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень оперативного планування та управління, яка дозволяє визначити ефективні управлінські рішення на базі згенерованих варіантів структури та параметрів гірничотранспортних робіт.

Розглянутий взаємозв'язок структуризації вантажопотоків з вставленою мінімальною продуктивністю виймальних вибоїв та приймальних пунктів кар'єру в моделі оперативного планування роботою гірничотранспортного комплексу кар'єру дозволяє адаптувати модель до реальних виробничих умов, що склалась в кар'єрі.

Запропонована гнучка структура оперативного планування на базі геоінформаційно-оптимізаційного моделювання, що дозволяє зменшити середньозважену відстань транспортування гірничої маси в кар'єрі до 5%, зменшити коливальність якісних характеристик руди на пунктах розвантаження до 11%, підвищити загальну продуктивність кар'єру за гірничою масою до 7%, підвищити продуктивність гірничотранспортного обладнання до 5-7%.

Ефективність розробленої методики оперативного планування гірничотранспортних робіт оцінюється за рахунок зменшення середньозваженої відстані транспортування гірничої маси на 154 м на змінному інтервалі (3,34%) та знизити її коливальність на місячному часовому періоді від 14,6% до 5,17%; зменшити середньоквадратичне відхилення вмісту заліза загального, заліза магнітного та заліза у концентраті на перевантажувальних майданчиках до відповідно 0,12; 0,098 та 0,114% для змінних об'ємів; зменшити середні

відхилення об'ємів гірничої маси місячної програми екскаваторних вибоїв від фактичних даних роботи кар'єру на 6,2%.

Розроблена та програмно реалізована імітаційна модель гірничотранспортного процесу, що містить сформовані моделі маршрутизації автосамоскидів, модель змінного оперативного планування, модель формування автотранспортного потоку, а також блоки початкових умов, організації моделювання і формування та інтерпретації результатів. Виконані дослідження підтвердили ефективність імітаційного моделювання, а саме:

- збільшення середньомісячного об'єму видобутку гірничої маси на 6,1%, руди  $K_2^2$  – на 8,9%, руди  $K_2^3Z$  – на 8%;
- додержання розрахункового середньоквадратичного відхилення вмісту заліза магнітного на перевантажувальних майданчиках в межах 0,096%;
- збільшення коефіцієнту використання гірничотранспортного обладнання кар'єру на 5,2-7,0%.

Розроблена методологія створення та використання функціональної частини інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень на базі системного підходу та оптимізаційних і геопросторових моделей, методи аналізу структури управлінських дій, моделі визначення маршрутів транспортних одиниць впроваджені в умовах кар'єру Полтавського ГЗК для удосконалення управління гірничотранспортними роботами в межах оперативного планування та управління.

З позиції створення екологічнобезпечних технологій видобування корисних копалин в умовах експлуатації Полтавського ГЗК за рахунок скорочення парку автосамоскидів на 7% дозволяє скоротити річні викиди окису вуглецю  $CO_2$ , неметанових вуглеводнів та оксидів азоту, твердих домішок.

Ключові слова: залізорудний кар'єр, гірничотранспортні роботи, продуктивність кар'єру, екскаваторні вибої, оперативне планування та управління, відстань транспортування.

Наукові праці, в яких опубліковані основні наукові результати дисертації:

### **Фахові видання**

1. Вінівітін Д.В. Правила формування технологічних ділянок для управління вантажно-транспортним комплексом кар'єру на інтервалі оперативного планування // Збірник наукових праць НТУУ "КПІ". 2017. Випуск 32, С. 33-44.
2. Вінівітін Д.В. Додаткові умови для запобігання незбіжності формування оперативних планів управління вантажно-транспортним комплексом кар'єру // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №50, С. 32-39.
3. Моделюючий підхід при оперативному плануванні гірничотранспортних робіт в залізородному кар'єрі / Д.В. Вінівітін та ін. // Збірник наукових праць НГУ. 2017. № 52, С. 24-32.
4. Стоянов А.А., Ивкин В.М., Винивитин Д.В. Использование современных технологий и оборудования в геолого-маркшейдерском обеспечении открытых горных работ // Горный журнал. 2010. №1, С.17-20.

### **Зарубіжні публікації**

5. Vinivitin D.V. Particular aspects of planning mining-haulage operation in iron ore mines while designing traffic flows // Scientific Reports on Resource Issues 2016, Volume 1. P.219-226.
6. Lotous V.V., Vinivitin D.V. Utilization of software products for efficiency upgrading of drilling and blasting operations in the pit of Dneprovsky mining // Scientific Reports on Resource Issues 2012, Volume 1. P.161-169.

### **Конференції**

7. Иванов В.С., Винивитин Д.В., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Автоматизированная система управления горными работами ОАО «Полтавский ГОК» // Материалы 10-го международного симпозиума «Вопросы осушения, геологии, горных работ, геомеханики, промышленной гидротехники, геоинформатики и экологии», Белгород, 25-29 мая 2009 г., С. 243-253.
8. Иванов В.С., Винивитин Д.В., Гонцул В.А., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Автоматизированная система управления транспортными потоками

в карьере Полтавского ГОКа при решении задач календарного планирования горных работ // Материалы X международной научно-практической конференции «Проблемы карьерного транспорта», 14-16 октября 2009 года, Екатеринбург, С.80-85.

9. Иванов В.С., Винивитин Д.В., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Опыт использования ГИС K-MINE в задачах календарного планирования горного производства в условиях ОАО «Полтавский ГОК» // Материалы 11-го международного симпозиума «Вопросы осушения, геологии и геоинформатики, горных работ, геомеханики, промышленной гидротехники и обогащения», Белгород, 22-33 мая 2011 г., С. 154-161.

10. Журкін Д.А., Загубинога В.В., Панченко В.В., Вінівітін Д.В. Техніко-економічне обґрунтування бортового вмісту для перевантажувального складу некондиційної залізної руди // Форум гірників-2014: матеріали міжнародної конференції, ДВНЗ «Національний гірничий університет» 1-4 жовтня 2014 р., м. Дніпропетровськ. –Т1, С.123-128.

11. Иванов В.С., Винивитин Д.В. Автоматизированная система управления горными работами ОАО «Полтавский ГОК» // Сборник докладов III Международного научно-практического семинара «Использование геоинформационной системы K-MINE в различных сферах деятельности», Кривой-Рог, 16-20 мая 2016 г., С.186-196.

#### **Інші видання**

12. Вінівітін Д.В. Складання графіка черговості розвантаження автосамоскидів на пункті розвантаження при транспортуванні гірської маси на залізорудному кар'єрі // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2017 г. №3, С.75-81.



## ABSTRACT

### **Vinivitin D.V. Operational planning and mining operations management improvement of mining and haulage works in iron ore pit. – Manuscript.**

The thesis for a scientific degree of the candidate of Technical Sciences (Ph.D.) in specialty 05.15.03 – surface mining, – National Mining University, Ministry of Education and Science of Ukraine, Dnepr, 2017.

According to the results of the scientific and practical works analysis on the topic of thesis, it is noted that under current market requirements, the functioning of the iron ore mining and processing plant (MPP) effectiveness is possible only with careful formation of long-term plans and strict implementation of the operational plans drawn up on their basis and the operational management. Especially relevant these requirements are for the main production, in particular for mining operations in the iron ore pits, as the initial link of the technological chain of iron ore extraction and processing. The fulfilment of these requirements makes it possible to increase the efficiency of mineral use and to get rid of uncontrolled losses in production, because inefficient planned performance of the quarry and operational control actions during the shift, day, decade and month can lead to inaccessibility of higher levels planning results.

In particular, the necessary condition for effective operational planning and management of mining operations is the use of methodological support with the proper technological justification of mathematical models and methods and their correspondence to the capabilities of modern software tools. At present, the development of such methodological support is hampered by the complexity of the technological tasks at the operational planning and management, the shortcomings of their traditional formalization with the mathematical priority, as well as the technological approach and non-systematic software implementation as part of various geographic information systems.

In this connection, the actual scientific and practical problem of the theoretical and technological substantiation of the system set of mathematical models and methods for creating a qualitatively new level of methodical support in operational planning and management of mining operations due to a specialized geo-information system was solved in the thesis.

To achieve the goal, the patterns of mining operations optimization developments on technological principles are established. The main methodological provisions for solving the assigned problems are substantiated. To develop clear, adequate and unambiguous managerial actions, the decision-making models that are possible for decomposing the general task of operational planning and management are specified. The functions are distributed between functional departments of mining haulage complex management and software-methodical tools.

The expediency of using the concept of support systems for decision-making (SDM) as a means of obtaining planning decisions and management tasks is determined, based on the specifics of operational planning and mining operations management.

The proposed sequence of actions for solving the problems of operational planning and mining operations management: increases (if necessary) the database (with the help of the user interface) from the positions of the technological analysis of the current production situation, the mathematical model of the task is chosen (formed), will be solved user) from the database of algorithms, the algorithm for solving the problem is chosen (DM with the help of the user interface), the search for the solution of the problem for the selected (established) (software tools SDM), analysis of the obtained multi-criteria solutions and the selection of the optimal (compromise) solution (decision-making with the help of the user interface based on the generated software recommendations), a retrospective analysis of the results of the production activity of the quarry for comparison with the results obtained. Such a comparison allows to determine the need for corrective actions (decision-making by means of the user interface based on the generated analysis software results) presentation of the results in the form specified by the user making the final decision and fixing it in the database.

The basic tasks of operational planning and management of mining operations in the sphere of GIS application are defined: tasks of accounting and inventory type (calculations of mineral reserves and disclosure, management of distributed industrial infrastructure), planning tasks, route selection and transportation management; modelling of mining processes and methods of data analysis.

The proposed scheme for operational planning and management of the iron ore pit including: geometric modelling of the working area of the pit, approval of the technological scheme for the mining of working benches and determination the moving excavators sequence between certain mining and overburden blocks; predictive modelling of mining sequence variants for separate blocks; calculation of rock mass volume-quality parameters and technological equipment normative indicators; the mathematical model formation for optimal multi-objective planning and the appropriate algorithm application for its solution; graphical visualization of the mining operations formed plan; the formation of a schedule for the technological equipment operation, the implementation of simulation modelling with the definition of routes and movement modes for transport units.

A mathematical model of mining planning that allows to take into account the direction of rocks excavation, calculate ore volumes by types, basic and accompany metals in ore and overburden, rate of use for mining and transport equipment's, conditions for the fulfilment of the planned target in quality and quantity condition for extracted raw materials has been developed.

Organizational planning of the excavators moving between the planned for the excavation blocks has been carried out. It allows to reduce the fluctuations of the volume and quality indicators of mining operations. The proposed steps of the branches and boundaries method correspond to the timing of possible excavator replacement. As a criterion estimate, both the weighted average transportation distance and the average deviation of the metal in the extracted ore on the planned indicators were used.

It is determined that the functional dependencies of efficiency criteria in the decision-making system in the operational planning of mining operations on the width of the excavator face slopes have a power-behaved form. Rational parameters of excavating cut are obtained while working out excavating blocks, while, according to the integral criterion, the optimal width of the first cut is  $1.0 \cdot A_H$ , and the most acceptable way of mining the faces is the cut width in the interval  $0.5 A_H \leq B \leq 1.5 A_H$ .

The construction of a functional part in the intellectual decision support system for operational planning and management is proposed, which allows to determine effective

management decisions based on the generated options for the structure and parameters of mining operations.

The interrelation of the cargo flows structuration with the established minimum productivity of pit faces and reception points of the pit in the operational planning model of the mining transport complex is considered. This dependence allows to adapt the developed model to the real production conditions that have existed in pit.

The proposed flexible structure of operational planning that based on geo-information and optimization modeling makes it possible to reduce the average weighted distance of the rock mass haulage in the pit to 5%, to reduce the oscillation of the quality characteristics of the ore at the unloading points to 11%, to increase the overall pit output up to 7% and mining equipment up to 5-7%.

The effectiveness of the developed method for operational planning of mining operations is estimated by reducing the average weighted transportation distance of the rock mass by 154 m at a variable interval (3.34%) and reducing its volatility in the monthly time period from 14.6% to 5.17%. It also allows reducing the average deviation of the total iron content, iron and ironing in the concentrate at the loading sites in accordance with 0.12, 0.098 and 0.114% for variable volumes, reducing the rock mass average deviation of the monthly excavation program from the actual work data of the pit by 6.2%.

The developed and software imitated model of the mining transport process contains the generated models of dump truck routing, the model of the variable operational planning, the model for the formation of the traffic flow, and also the blocks of the initial conditions, the organization of modelling and the formation and interpretation of the results. The performed studies have confirmed the effectiveness of simulation modelling. It concludes in increasing:

- of the average monthly mining rock mass volume by 6.1%,  $K_2^2$  ore by 8.9%,  $K_2^3$  ore by 8%;
- observance of the calculated mean-square deviation of the iron content of magnetic at the reloading sites in the range of 0.096%;
- of the utilization rate of mining equipment in pit by 5.2 – 7.0%.

The developed methodology for creating and using the functional part of the intellectual system to support decision making on the basis of the system approach and optimization and geospatial models, methods for analyzing the structure of management actions, models for determining the transport units routes were introduced in the production process of the Poltavsky MPP to improve the mining operations management within the operational planning and management.

From the point of ecologically safe mining technologies development in the conditions of Poltava MPP operation due to reduction of the dump trucks park by 7% the annual emissions of carbon monoxide CO decreased, non-methane hydrocarbons and nitrogen oxides, solid impurities.

Keywords: iron ore pit, mining operations, pit productivity, excavating faces, operational planning and management, haulage distance.

## ЗМІСТ

ВСТУП	17
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СТАНУ ТА ПЕРСПЕКТИВ РОЗВИТКУ МЕТОДОЛОГІЇ ОПЕРАТИВНОГО ПЛАНУВАННЯ І УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНИМИ РОБОТАМИ НА ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ	23
1.1. Огляд досліджень з теорії та практики планування гірничотранспортних робіт в залізорудному кар'єрі	23
1.2. Аналіз стану та перспектив розвитку методології оперативного управління гірничотранспортними роботами	35
1.3. Обґрунтування мети роботи та постановка задач досліджень	40
1.4. Обґрунтування основних методичних положень з вирішення поставлених задач	42
РОЗДІЛ 2. ТЕХНОЛОГІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РОЗРОБКА СИСТЕМНОГО МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ОПЕРАТИВНОГО ПЛАНУВАННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ	49
2.1. Обґрунтування функціональної структури системи оперативного планування гірничих робіт на кар'єрі за допомогою геоінформаційних систем	49
2.2. Розробка методики гірничо-геометричного оперативного планування	58
2.3. Дослідження організаційних факторів методики оперативного планування гірничих робіт	65
2.4. Технологічне обґрунтування оперативного планування динаміки робочої зони кар'єру для вибору раціональних параметрів відробки екскаваторних вибоїв	77
Висновки до розділу 2	96
РОЗДІЛ 3. РОЗРОБКА МЕТОДИК ОПЕРАТИВНОГО ПЛАНУВАННЯ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНИХ ПРОЦЕСІВ ЗАЛІЗОРУДНОГО КАР'ЄРУ	98
3.1. Розробка методики декадно-добового планування процесів транспортування гірничої маси	98

3.2. Обґрунтування методики аналізу стійкості прийнятих технологічних рішень при оперативному плануванні гірничотранспортних робіт	115
3.3. Розробка методики змінного планування гірничотранспортних робіт на кар'єрі	134
3.4. Ефективність впровадження методики оперативного планування гірничотранспортних робіт	138
Висновки до розділу 3	139
<b>РОЗДІЛ 4. ОБґРУНТУВАННЯ СИСТЕМНОГО МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНИМ ПРОЦЕСОМ НА КАР'ЄРІ</b>	<b>141</b>
4.1. Обґрунтування функціональної структури системи оперативного управління гірничотранспортних робіт на кар'єрі	141
4.2. Розробка методики визначення маршрутів автомобільного транспорту при оперативному управлінні гірничотранспортними роботами	143
4.3. Розробка методики імітаційного моделювання оперативного управління гірничотранспортними роботами	146
4.3.1. Розробка алгоритмів імітаційного моделювання оперативного управління процесами гірничотранспортних робіт	146
4.3.2. Удосконалення методики формування автотранспортного потоку за результатами імітаційного моделювання оперативного управління гірничотранспортними роботами	159
4.4. Рекомендації щодо оперативного управління гірничотранспортними роботами	166
4.5. Економічна ефективність впровадження методик оперативного планування та управління	169
Висновки до розділу 4	171
<b>ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ</b>	<b>173</b>
<b>СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ</b>	<b>176</b>
<b>ДОДАТКИ</b>	<b>188</b>

## **ПЕРЕЛІК УМОВНИХ СКОРОЧЕНЬ**

ГЗК – гірничозбагачувальний комбінат

ГІС – геоінформаційна система

ГТК – гірничотранспортний комплекс

ІСППР – інтелектуальна система підтримки прийняття рішень

ЛПР – людина, що приймає рішення



## ВСТУП

**Актуальність теми.** При сучасних ринкових вимогах ефективне функціонування залізорудного гірничозбагачувального комбінату можливе лише при ретельному формуванні довгострокових планів і чіткому виконанні складених на їх основі оперативних планів та реалізації оперативного управління. Особливо актуальними ці вимоги є для основного виробництва, зокрема для гірничотранспортних робіт в залізорудних кар'єрах України, як початкової ланки технологічного ланцюга видобутку та переробки залізної руди. Виконання цих вимог дозволяє підвищити ефективність використання надр нашої країни та позбутись неконтрольованих втрат на виробництві, оскільки неефективні планові показники роботи кар'єрів та оперативні керуючі дії протягом зміни, доби, декади, місяця можуть призводити до недосяжності результатів планування вищих рівнів. Тому створення ефективного методичного забезпечення оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами на залізорудних кар'єрах є **актуальною темою** науково-практичного дослідження.

У зв'язку з цим, в дисертації вирішувалась **актуальна науково-практична задача** теоретико-технологічного обґрунтування системної множини математичних моделей та методів для створення якісно нового рівня методичного забезпечення оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами засобами спеціалізованої геоінформаційної системи.

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

Обраний напрям досліджень пов'язаний з науковою програмою Державного ВНЗ «Національний гірничий університет» відповідно до плану НДР Міністерства освіти і науки України за темою: «Розробка екологізберігаючих технологій видобування корисних копалин і гірничотехнічної рекультивації, спрямованих на ефективне використання постгірничопромислових територій» (№ держреєстрації 0116U004621, 2016 р.), в якій автор брав участь як виконавець.

### **Мета і завдання дослідження.**

Мета роботи – наукове обґрунтування підвищення ефективності технологічних процесів в залізорудному кар'єрі шляхом удосконалення системи оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами.

Для досягнення даної мети були поставлені і вирішені такі завдання:

- 1) аналіз сучасного стану теорії і практики оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами в залізорудному кар'єрі;
- 2) технологічне обґрунтування та розробка системного методичного забезпечення оперативного планування гірничих робіт в залізорудному кар'єрі;
- 3) розробка методик оперативного планування гірничотранспортних процесів з урахуванням типових факторів декомпозиції (часовий, функціональний, організаційний) із узгодженням функціональних задач за критеріями оптимальності та обмеженнями;
- 4) обґрунтування методичного забезпечення оперативного управління гірничотранспортним процесом на кар'єрі за створеним алгоритмом імітаційного моделювання.

**Об'єктом дослідження** є гірничотранспортні роботи залізорудних кар'єрів, ефективність яких демонструє тенденцію до спаду, зокрема з причин ускладнення технологічних задач оперативного планування і управління.

**Предметом дослідження** є процеси інформаційно-керуючої взаємодії гірничотранспортних робіт з системою їх оперативного планування і управління, що є необхідною умовою реалізації планового ходу цих технологічних процесів.

**Методи дослідження.** При виконанні дисертаційної роботи комплекс методів досліджень, що включав: аналіз науково-технічних публікацій та інших інформаційних джерел – при обґрунтуванні теми дисертації, її науково-практичної задачі та завдань досліджень; системний аналіз та синтез – при виборі вихідних методологічних положень з виконання дисертації; статистичні методи – при визначенні параметрів гірничотранспортного технологічного процесу і постановці задач оперативного планування і управління; методи теорії прийняття рішень та математичного програмування (лінійного, стохастичного, дискретного) – при створенні математичних моделей, виборі (розробці) методів та розробці методик вирішення задач оперативного планування гірничих і гірничотранспортних робіт; графоаналітичний метод – при комп'ютерному моделюванні переміщень екскаваторів, формуванні добових об'ємів виймання

гірничої маси та визначення її об'ємно-якісних показників; метод алгоритмізації – при створенні системного методичного забезпечення оперативного управління гірничотранспортним процесом на кар'єрі та алгоритму маршрутизації автотранспорту; імітаційне моделювання та числові експерименти – для визначення залежності ефективності оперативного управління від параметрів алгоритму маршрутизації автотранспорту; техніко-економічний аналіз – при визначенні розрахункового економічного ефекту від впровадження; кореляційний та регресійний аналіз.

**Наукові положення**, які захищаються в дисертації.

1. Оперативне планування динаміки робочої зони залізрудного кар'єру для вибору технологічних параметрів відробки екскаваторних вибоїв дозволяє гнучко обирати модулі критеріїв та обмежень (відхилення об'ємів видобутої руди, відхилення якості руди, відхилення від запланованих контурів), що дозволяє визначити раціональні параметри заходок, які знаходяться в межах 0,5–1,5 ширини нормальної заходки ( $A_n$ ), причому за мінімумом середньозваженої відстані транспортування гірничої маси найкращим значенням ширини першої заходки є  $0,6A_n$ .

2. Засобом перевірки ефективності системи оперативного управління гірничотранспортними роботами залізрудного кар'єру є створена імітаційна модель, яка узгоджує роботу моделей управління гірничими роботами та оптимальної структури транспортних потоків, що дозволяє підвищити ефективність системи оперативного управління гірничотранспортними роботами, досягти приросту загального об'єму видобутку гірничої маси до 6,1% та підвищити коефіцієнт використання гірничотранспортного обладнання до 0,81, що на 7,0 % вище середніх значень по кар'єру.

**Наукова новизна отриманих результатів** полягає в наступному.

1. Вперше встановлені залежності якісних показників гірничої маси, що видобувається в залізрудному кар'єрі, від ширини заходок екскаватора, що дозволило запропонувати спосіб мінімізації дисперсії коливань якісних показників в об'ємах оперативного планів на основі графоаналітичного

моделювання динаміки виймально-навантажувальних робіт.

2. Запропонована базова модель оперативного планування та управління гірничих робіт з модульною функціональною структурою, яка дозволяє визначити ефективні управлінські рішення на базі згенерованих варіантів та параметрів гірничотранспортних робіт.

3. Уперше запропонована методика оперативного планування гірничотранспортних процесів кар'єру з урахуванням типових факторів декомпозиції (часовий, функціональний, організаційний) для збільшення надійності та адаптивності формування управлінських дій.

4. Вперше розроблена імітаційна модель гірничотранспортного процесу, що враховує особливості спільного руху різнотипних за швидкісними характеристиками автосамоскидів та визначає втрати робочого часу і продуктивності більш швидкохідних з них, що може досягати 17%.

**Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій підтверджуються** коректністю поставлених завдань, відповідністю висунутих наукових положень апробованим фундаментальним основам дослідження операцій, дискретного програмування, кореляційного аналізу, системним підходом при визначенні структури системи підтримки прийняття рішень, обґрунтованим використанням методів геоінформаційного моделювання, структурного системного аналізу, теорії масового обслуговування, адекватністю представлених моделей реальному технологічному процесу, використанням при моделюванні сучасних середовищ програмного забезпечення, позитивними результатами впровадження досліджень та розробок у виробництво в умовах кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК».

**Наукове значення роботи** полягає в дослідженні закономірностей формування функціональної частини інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень оперативного планування та управління у вигляді можливих схем декомпозиції загальної задачі управління та у виявленні взаємозв'язку між гнучко сформованими складом та структурою моделей та алгоритмів і параметрами управлінських дій.

**Практичне значення отриманих результатів** полягає у наступному:

1. Розроблені рекомендації щодо обґрунтування методики оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами в залізорудному кар'єрі, що дозволяє обґрунтувати основні складові оптимального оперативного планування роботи вантажно-транспортного комплексу кар'єру, що формуються з урахуванням декомпозиції загальної задачі технологічного управління.

2. Обґрунтовані залежності якісних показників гірничої маси, що розробляється в кар'єрі від ширини заходки екскаватору, що дозволяє запропонувати спосіб мінімізації дисперсії коливань якісних показників в об'ємах руди при оперативному плануванні гірничих робіт.

3. Розроблена математична модель планування гірничих робіт в залізорудному кар'єрі, що дозволяє враховувати напрямок розробки гірських порід, проводити оперативний підрахунок об'ємів руди по типам та видам.

Підтвердженням практичного значення одержання результатів роботи є використання рекомендацій автора в промисловому виробництві гірничотранспортного комплексу ПрАТ «Полтавський ГЗК» (акт впровадження від 27.10.2017 року, додаток В.1) та проектного інституту ТОВ «Южгіпроруда» (довідка №2710/17 від 11.08.2017 року, додаток В.2).

Розроблені автором матеріали наукових розробок були використані при виконанні науково-дослідної роботи «Розробка, оптимізація та відпрацювання алгоритмів для мінімізації та регулювання відстані транспортування гірничої маси при формуванні оперативних планів на інтервалі в середині місяця» підприємством «Кривбасакадемінвест» (довідка №22 від 20.10.2016 року, додаток В.3).

**Особистий внесок здобувача** складають сформульовані та вирішені ним науково-технічні задачі, які включають у себе концептуальний підхід до формування функціональної частини інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень оперативного планування та управління; аналіз структури кар'єру для визначення умовно незалежних підсистем формування управлінських дій оперативного планування гірничотранспортними роботами; розробку

динамічної системи формування виробничих завдань для одиниць технологічного обладнання кар'єру, що працює при виникненні невідповідностей планових та фактичних його показників; програмна реалізація імітаційного моделювання для автоматизації роботи диспетчера кар'єру та його виробничого відділу.

**Апробація результатів роботи.** Основні положення та результати дисертаційного дослідження доповідались і обговорювались на міжнародних науково-практичних конференціях: 10-й міжнародний симпозиум «Вопросы осушения, геологии, горных работ, геомеханики, промышленной гидротехники, геоинформатики и экологии» (г. Белгород, Россия, 25-29 мая 2009 г., форма участі - очна); 10-я міжнародная научно-практическая конференция «Проблемы карьерного транспорта» (Екатеринбург, Россия, 11-16 октября 2009 г., форма участі - очна ); «Форум гірників – 2014» (м. Дніпропетровськ, 1-4 жовтня 2014 р., форма участі - очна ); «Форум гірників – 2015» (м. Дніпропетровськ, 30 вересня-03 жовтня 2015 р., форма участі - очна); 3-й міжнародний науково-практичний семінар (м.Кривий Ріг, 16-20 травня 2016 р., форма участі - очна); 11 Freiberg – St. Petersburger Kolloquium junger Wissenschaftler (Freiberg, Deutschland, 06-10 Juni 2016, форма участі - очна); XIV International Conference of the Open and Underwater Mining of Minerals (Varna, Bulgaria, 03–07 July 2017, форма участі - очна); засіданнях кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ «НГУ» (м. Дніпропетровськ, 2014 – 2017 рр., форма участі - очна).

**Публікації.** Основні результати дисертаційної роботи опубліковані у 12 друкованих працях, серед них 4 – статті у провідних фахових наукових виданнях, 2 – у наукових періодичних виданнях іншої держави, 1 – стаття у інших виданнях, 5 – матеріали доповідей на міжнародних наукових конференціях.

**Структура і обсяг роботи.** Дисертаційна робота складається із вступу, чотирьох розділів, загальних висновків, списку використаних джерел і додатків. Обсяг основного тексту дисертації складає 175 сторінок, у тому числі 12 таблиць, 65 ілюстрацій до тексту, 5 додатків на 40 сторінках, список використаних джерел з 126 найменувань на 12 сторінках.

## РОЗДІЛ 1

# АНАЛІЗ СТАНУ ТА ПЕРСПЕКТИВ РОЗВИТКУ МЕТОДОЛОГІЇ ОПЕРАТИВНОГО ПЛАНУВАННЯ І УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНИМИ РОБОТАМИ НА ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ

1.1. Огляд досліджень з теорії та практики планування гірничотранспортних робіт в залізородному кар'єрі

Більшість українських залізородних кар'єрів великої потужності вимушені працювати в умовах інтенсифікації гірничих робіт, постійного заглиблення та ускладнення гірничо-геологічних умов. Це викликає певні труднощі з використанням наявного технологічного обладнання на повну потужність. При збільшенні глибини кар'єрів ускладнюються гірничотранспортні та організаційні умови експлуатації вантажно-транспортного обладнання кар'єру, збільшується дальність транспортування та висота підйому гірничої маси, підвищуються нахили поздовжнього профілю доріг, збільшується трудомісткість та собівартість гірничотранспортних робіт.

Із збільшенням глибини кар'єрів спостерігається збільшення у 1,3-1,7 рази об'єму перевезень по відношенню до об'ємів відвантаженої гірничої маси [1]. Як зазначається у [2], об'єми перевезень зростають на 32-35% із зниженням гірничих робіт на кожні 50 м.

Із ускладненням гірничих робіт зменшується технічна та експлуатаційна швидкість транспорту. Згідно статистичних даних [2] збільшується не лише власне відстань пробігу між пунктами навантаження та розвантаження, частка нахилів у відстанях транспортування, а й тривалість транспортних простоїв під навантаженням-розвантаженням. Таке збільшення тривалості допоміжних робіт призводить до зниження експлуатаційної швидкості автомобілів на 7-14% на кожні 50 м зниження гірничих робіт.

Встановлено, що втрати робочого часу автотранспорту з організаційно-технічних причин складають від 25 до 68% календарного часу. Зрозуміло, що це призводить до зниження ефективності технологічного автотранспорту та великих

матеріальних витрат [3]. При цьому коефіцієнт використання календарного фонду часу зменшується у середньому на 30% кожні 100 м зниження гірничих робіт.

Збільшення глибини кар'єру також впливає на собівартість тонно-кілометру перевезення гірничої маси автотранспортом. Згідно [2], із зниженням гірничих робіт на кожні 50 м вартість 1 т·км збільшується на 10-15%.

Так, наприклад, кар'єр Полтавського ГЗКа, що розробляє запаси Горишне-Плавнинського та Лавриковського родовищ залізистих кварцитів, здійснює гірничі роботи на 28 горизонтах (найглибший розкритий горизонт мінус 307 м). Довжина кар'єру по верху складає 6,0 км, ширина у південній частині 2 км, у північній – 1,1 км. Глибина кар'єру у південній частині – 370 м, у північній – 150 м. Видобуток руди проводиться на горизонтах від 0 до +30 та мінус 15÷307 м. Розробка м'яких розкривних порід проводиться на горизонтах +15; +30; +42; +54 м.

Виймально-навантажувальні роботи у вибоях, на перевантажувальних майданчиках та на відвалах проводяться екскаваторами: CAT-6060, EX 5500-5, EX 3600-5, PC-4000, PC-3000, ЕКГ-10, ЕКГ-8І, ЕКГ-6,3ус, ЕКГ-4У. На допоміжних виймально-навантажувальних роботах також використовуються навантажувачі: WA-800-3, CAT-988F, DRESSTA 560С. Буріння вибухових свердловин здійснюється верстатами шарошечного буріння PV275HP.

Неокислені кварцити із вибоїв транспортуються автосамоскидами до перевантажувальних майданчиків. Потім руда перевантажується у залізничний транспорт для подальшої доставки на ДЗФ. Породи розкриву із вибоїв транспортуються автомобільним або залізничним транспортом безпосередньо у відвали або на перевантажувальні пункти, а потім у відвали.

Планові на 2018 рік об'єми видобутку руди складають 21,2 млн т, порід розкриву – 20,2 млн.м<sup>3</sup>. Коефіцієнт розкриву складає 0,95 м<sup>3</sup>/т. Основні проектні та гірничо-технічні показники кар'єру та робочої зони представлені у табл. 1.1, 1.2. Наведені показники кар'єру Полтавського ГЗК є характерними для всіх залізорудних кар'єрів України.





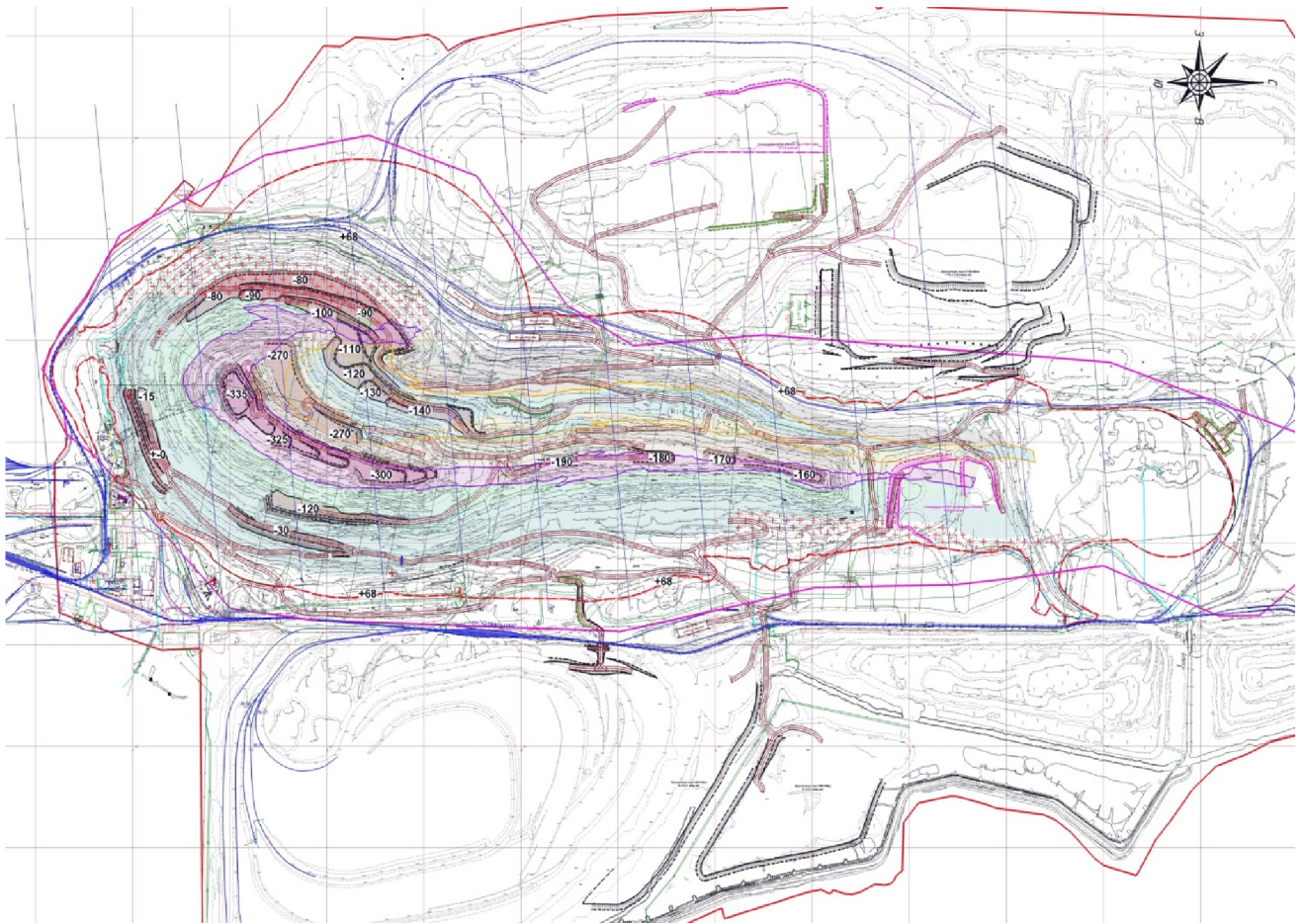


Рис. 1.1. Гірничотранспортна система кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК»

Постійне погіршення гірничо-технічних умов є об'єктивною причиною, що викликає ускладнення технології. Звідси витікає необхідність покращення методологічних засад оперативного планування та управління гірничотранспортними процесами для вирішення комплексної задачі оперативного узгодження планових об'ємів виймання гірських порід, показників транспортних робіт та планових показників збагачувального виробництва (об'єм і якість концентрату).

Обґрунтування основних методичних положень з теорії та практики оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами в залізорудному кар'єрі знайшли відображення в наукових працях відомих вчених: Ю.П.Астаф'єва, І.Б.Табакмана, М.С.Суменкова, К.В.Зєбзієва, В.В.Ржевського, М.Г.Новожилова, В.Ф. Бизова, В.А.Нападайло, В.В.Панченко та інших.

Ускладнення гірничих робіт (розподіл робіт у просторі та часі, коливання якості, комплексний характер планування) свідчать про необхідність підвищення

надійності оперативного планування в умовах інтенсифікації відробки кар'єру та необхідності підтримання якісних параметрів продукції гірничо-збагачувального комбінату [5]. Як відзначалось у [6, 7], удосконалення управління якістю руд може виконуватись двома напрямками: вивчення і врахування сортового складу руд та розвитком методичного забезпечення оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами на кар'єрах. Перший напрямок дозволить зменшити невизначеність геологічної інформації, другий знизить технологічну складову коливальності якісних параметрів рудної сировини.

Методологію оперативного планування гірничотранспортних робіт на кар'єрах будемо характеризувати такими важливими функціональними характеристиками, аналіз яких дозволить знайти можливості її удосконалення: системність постановки задачі та врахування фактору динамічності і взаємозалежності параметрів гірничотранспортних робіт, а також ступінь використання автоматизованих процедур та їхній взаємозв'язок із процесом планування [8].

Слід відзначити, що на першому етапі створення систем оперативного планування дослідники [9 - 19] майже не орієнтувались на тогочасні можливості обчислювальної техніки. Більшою частиною усі розрахунки виконувались вручну, тривалість їх була значною, тому для оптимізації та детального прорахунку декількох варіантів розвитку гірничої ситуації можливостей було обмаль.

Методологія таких емпіричних систем оперативного планування ґрунтувалась майже повністю на досвіді дослідників та полягала у порівнянні декількох вибраних за технологічними міркуваннями варіантів плану на базі ручних графо-аналітичних побудов [20]. Технологи та головні спеціалісти змушені були на той час 60-х-початку 70-х років виконувати ручні прорахунки руху робочої зони кар'єру на плані кар'єру, обчислювати необхідні об'ємно-якісні показники гірничої маси у різних його блоках, розраховувати значення певних технологічно-економічних критеріїв. Група експертів порівнювала декілька таких суб'єктивних варіантів та вибирала серед них найкращий. У подальшому

більшість із згаданих робіт лягли в основу наступних етапів розвитку систем оперативного планування, зокрема оптимізаційних та геоінформаційних.

Слід відзначити, що така емпірична методологія, незважаючи на її архаїчність, що для сучасного стану планування відразу кидається в очі, має певні переваги, деякі з яких і досі не перевершені. Перш за все, це універсальність методу, він може використовуватись у абсолютній більшості технологічних ситуацій на кар'єрі, технолог не має жодної потреби у спрощеннях та припущеннях, які майже завжди супутні формалізації певних гірничих умов. По-друге, спеціалісти задають динаміку фронту гірничих робіт через послідовність та контури об'ємів виймання гірничої маси довільної форми та розмірів. По-третє, технолог постійно перетворює наочні об'ємні графічні форми планів гірничих робіт, що є для нього звичним та зрозумілим.

Проте, емпіричні методи мають істотні недоліки. Гірничі розрахунки при інтенсифікації виробництва ставали усе трудомісткішими, що призводило до розгляду лише обмеженої кількості варіантів. Також відзначимо, що ручні розрахунки показників та критеріїв оперативного плану уже не задовольняють вимогам точності. Суб'єктивність планування може призводити до пропуску найбільш ефективного з точки зору декількох технологічних показників варіанту, хоча за деякими з них він може і не бути найкращим. Емпіричність методології не давала часу для аналізу форми та ступеня взаємовпливу визначених факторів на результати рішення.

Наступний етап розвитку систем оперативного планування та управління має за особливості такі риси, як використання оптимізаційних розрахунків згідно підготовлених вручну вихідних даних та початкове застосування обчислювальних машин для розв'язання сформованих математичних моделей. В 70-80-х роках колишнього століття в СРСР проводились великомасштабні роботи із створення АСУ гірничими підприємствами та використання математичних методів. Роботами [21 - 27] були запропоновані математичні моделі перспективного, поточного, оперативного планування гірничих робіт, проектування та планування бурових і вибухових робіт, утворення відвалів. Оскільки на той час була здійснена

реалізація на ЕОМ задачі лінійного програмування, виникло широке застосування зведення моделей до лінійних. Для реалізації моделей використовували відповідні методи підготовки даних. При плануванні гірничих робіт в більшості випадків застосовували задачу розподілу ресурсів.

Так, у роботах [28 - 34] пропонувалось виділяти ділянки можливого посування гірничих робіт, а потім за допомогою моделі лінійного програмування оптимізувати частку кожної ділянки у формуванні заданого плану. Треба відзначити, що на той час впровадження оптимізаційних моделей спричинило істотний прогрес в моделюванні родовищ, проектуванні та плануванні гірничих робіт.

У загальному вигляді методика оперативного планування зводилась до формування вручну певних формалізованих даних (наприклад, матриць), які враховували об'ємні та якісні параметри окремих видобувних та розкривних вибоїв, можливості відробки блоків наявним технологічним обладнанням, а також певні технологічні особливості (наприклад, параметри шихтування). Потім за допомогою відомих та певною мірою обґрунтованих методів класичної оптимізації знаходився розв'язок задачі, найчастіше програмними засобами ЕОМ, який у подальшому трансформувався у графічні ручні побудови.

Така оптимізаційна методологія початкового характеру вирішувала деякі актуальні на той час проблеми: замість двох-трьох варіантів оперативного плану розглядалась уся область припустимих рішень, тобто кількість прорахованих варіантів можна було вважати нескінченною, а отриманий результат розрахунків – оптимальним; також зросла точність розрахунків плану. Але не можна було вважати оптимізаційну технологію позбавленою недоліків. По-перше, більшість розглянутих моделей (крім лінійного програмування) майже не мали достатнього математичного доведення, вимагали пошуку спеціальних методів розв'язання, тому використовувались обмежено. По-друге, складання системи обмежень моделей оптимізації передбачають урахування дуже багатьох факторів, які іноді мають суперечливий характер. Тому розв'язок задачі знаходився не в абсолютній більшості випадків, що було неприпустимим, адже план роботи

гірничотранспортного обладнання потрібно складати завжди, на будь-якому часовому інтервалі. По-третє, не завжди модель дослідження операцій виявлялась адекватною реальній технологічній ситуації та вписаною до ієрархічної системи моделей планування суміжних рівнів; критерії мали суперечливий характер, внаслідок чого виникала нестійкість рішень та їхня неефективність. По-четверте, просторова прив'язка вихідних графічних даних та наступна прив'язка отриманих результатів мали певну неоднозначність, що визначало їхню проблематичну ефективність. Отже, оптимізаційна методологія потребувала подальшого розвитку для подолання вказаних недоліків.

Крім того, проведений аналіз виконавчих графіків роботи обладнання на різних підприємствах [35, 36] показав, що, навіть при застосуванні прогресивних на той час математичних моделей, протягом зміни спостерігається значна коливальність за об'ємами видобутку гірничої маси [37 - 39].

Відзначимо характерні наступні особливості для оптимізаційного підходу (дослідження операцій) [40 - 42]:

1. Моделі, що використовуються, носять об'єктивний характер. Побудова моделей розглядається як засіб відображення об'єктивно існуючої реальності. Коли модель, що правильно відображає дійсність, знайдена, критерій оптимальності встановлений, оптимальне рішення може бути отримане єдином можливим чином.

2. ЛПР отримує науково обґрунтоване рішення. На замовлення ЛПР аналітик досліджує обладнання, технологічну гірничу ситуацію та намагається побудувати адекватну модель. У цій роботі сама ЛПР частіше за все не потрібна. В описі чисельних випадків застосування оптимізаційних методів дослідження операцій [43] підкреслюється, що група аналітиків (технологи, диспетчери) самостійно знаходить вдаль рішення. Звичайно, іноді гірники надають додаткову інформацію. Але їхня роль при цьому не відрізняється від ролі будь-якого співробітника кар'єру. Можна сказати, що гірники дають замовлення та отримують готове рішення. Все інше роблять аналітики-спеціалісти з дослідження операцій. У загальному випадку замовлення гірників може бути сформульоване у

наступному вигляді: знайти найкраще (оптимальне), єдино вірне та науково обгрунтоване рішення.

3. Існує об'єктивний критерій успіхів у застосуванні методів дослідження операцій. Якщо проблема, що вимагає вирішення, зрозуміла та критерій визначений, то аналітичний метод відразу показує, наскільки нове рішення краще старого. Оптимальне рішення проблеми безглуздо оспорювати.

До деяких інших моделей автори [44, 45] пропонували розширити коло задач математичного програмування, застосовуючи булеві змінні, дискретне та динамічне програмування. Проте, розширення ступеня використання оптимізаційних методів обмежувалось процедурою підготовки даних та можливостями тодішніх програмно-технічних засобів [46 - 48]. Підготовка даних для моделі виконувалась на квадратній сітці з глобальним напрямком розвитку гірничих робіт у екскаваторному блоці вручну за допомогою спеціальної палетки. Задачі цілочисельного програмування вирішувались лише на невеликій розмірності, наприклад, лише для одного екскаватора, що відпрацьовував блок з 15 елементарними ділянками.

До цього ж часу відносяться спроби управляти процесом оперативного планування не лише за допомогою навантаження на екскаватор, а й за допомогою вибору оптимального напрямку відробки окремого екскаваторного блоку [28]. Слід відзначити, що сформовані в даній роботі моделі – однокритеріальні, всі інші критерії роботи вантажно-транспортного комплексу кар'єру задаються у вигляді обмежень, що дещо знижує оптимальність знайденого рішення. З множини варіантів розв'язку моделі автор пропонує вибирати альтернативну комбінацію характеристик вантажопотоків, що відповідає всім умовам та забезпечує мінімальне або максимальне значення вибраного критерію оптимальності.

Звичайно, ступінь розвитку оптимізаційних моделей оперативного управління був дуже пристойним. Такі автори праць [10, 31, 45, 49, 50] розробили моделі ідентифікації, адаптовані до зміни параметрів середовища та обладнання, які дозволили знизити ступінь невизначеності параметрів процесів.

При широкому застосуванні методів дослідження операцій технологи почали стикатися із задачами, де є не один, а декілька критеріїв оцінки якості рішення.

При появі багатьох критеріїв задачі вибору найкращого рішення набувають наступних особливостей [51]:

- задача має унікальний, новий характер – немає статистичних даних, що дозволяють обґрунтувати співвідношення між різними критеріями;
- на момент прийняття рішення принципово відсутня інформація, що дозволяє об'єктивно оцінити можливі наслідки вибору того чи іншого варіанту рішення. Але оскільки рішення так чи інакше повинне бути прийнятим, то нестачу інформації треба заповнити. Це може бути зроблене лише кваліфікованими фахівцями на основі їхнього досвіду та інтуїції.

В роботах [52 - 61] набули розвитку теоретичні засади підвищення якості сировини при різній технології змішування – усередненні та селективній відробці. Аналізувались формування якісних характеристик рудної шихти на різних часових інтервалах, параметри усереднювальних систем (зокрема, підшихтовочних складів), які дозволяли покращити процес отримання стабільно високих значень якості рудної шихти [62]. Але в цих роботах не розглядався зв'язок цих задач із задачами оперативного управління гірничотранспортними роботами.

Математичне моделювання в плануванні, проектуванні та управлінні гірничими роботами потребувало певного рівня гірничо-геометричних розрахунків. Розвинуті на той час розрахунки точок перетину двох ліній, побудови заданих фігур, належності точки до фігури та інші, представлені в роботі [63], стали недостатніми для геометричного моделювання стану гірничих робіт та можливого їхнього посування. З'явилися методи підрахунку запасів у заданих блоках (зокрема, [64 - 66]). Як відзначали у роботі [67], відбулась зміна технології обробки комп'ютерної інформації: підхід «дані під задачі» був змінений на «задачі під дані». Проводилось моделювання переміщення фронту гірничих робіт при проектуванні залізородних кар'єрів та плануванні гірничих



робіт [56, 57, 68, 6, 69, 7, 67, 70]. В цих працях дослідники оперують вже лініями фронту гірничих робіт, контурами видобувних блоків, трасами доріг, лініями ярусів відвалів тощо. Забезпечення технологічного результату моделювання базується на використанні вже досить складного апарату аналітичної геометрії для пошуку точок перетину відрізків та ліній, побудови еквідистант, формування пропорційних прирізків паралельно існуючому контуру.

Але рівень використання математичного забезпечення лінійної алгебри та обчислювальної геометрії на той час дещо обмежив складність програмного забезпечення гірничо-геометричних розрахунків. Була можливість оперувати при моделюванні лише простими геометричними фігурами, а посування фронту гірничих робіт імітувати лінійними прирізками, пропорційними об'ємам видобутку. Через недостатню пам'ять ЕОМ кількість ліній та число точок в них повинно бути якомога меншою.

Використання гірничо-геометричного моделювання при плануванні гірничих робіт потребувало введення даних про фактичне або очікуване на початок планового періоду положення уступів у кар'єрі. Потрібні для планування ділянки визначались технологом і потім за допомогою периферійних пристроїв або безпосередніми замірами координат ліній вводились у пам'ять комп'ютеру. Це призводило до того, що вимоги до ділянки уступу, способу визначення координат, напрямку їхнього обходу різнились від задачі до задачі. Тому через певний час дослідники (зокрема, [21]) запропонували одноразово ввести в комп'ютер положення усіх уступів кар'єру на поточний момент, а далі тільки корегувати дані після виконання гірничих робіт. Таким чином, із розвитком апаратної частини сучасних на той час комп'ютерів відбувалось послідовне удосконалення можливості оперування великими маркшейдерсько-геологічними та технологічними масивами гірничої інформації. Це врешті-решт обумовило можливість появи наступних за класом моделей оперативного планування – геоінформаційних.

Ці моделі перш за все зняли такі недоліки оперативного планування, як громіздкість, тривалість та неточність розрахунків [7, 67]. Геоінформаційні

розрахунки передбачають високий рівень можливості маніпулювання даними, які мають координатну прив'язку (положення бровок, свердловин, технологічного та допоміжного обладнання тощо). Швидкість роботи з тривимірними даними зростає порядково. Після появи геоінформаційних систем проводилось широке формування єдиних геолого-маркшейдерських масивів даних про стан відробки родовищ [71, 72]. Технолог отримав можливість проведення автоматизованих гірничо-геометричних розрахунків. Він намічав за допомогою графічного інтерфейсу можливі варіанти розвитку блоків кар'єру, проводив розрахунки об'ємно-якісних параметрів вибоїв та техніко-економічних критеріїв, а потім серед заданих варіантів обирав найкращий.

На перших етапах рівень розвитку геоінформаційних систем не передбачав застосування одночасно з ними оптимізаційних процедур, тому частіше за все продуктивність та варіативність планування покращувались лише за рахунок збільшення продуктивності та точності гірничо-геометричних та геологічних розрахунків. Крім того, поступово почала розвиватись блочна модель представлення гірничих даних [73]. Це пов'язано з тим, що оперувати наборами елементарних блоків простіше, ніж маніпулювати положенням ліній, і легше враховувати технологічні взаємозв'язки геометричного характеру у часі.

ГІС здійснюють той самий перехід, який відбувся при застосуванні оптимізаційних моделей в оперативному плануванні. Такі ГІС, як K-MINE [74], Surpac Geovia, Vulcan та інші обладнані можливостями сучасних тривимірних гірничо-геометричних побудов та можуть використовувати достатньо великий арсенал оптимізаційних розрахунків, що реалізують лінійне, дискретне, динамічне, стохастичне та інші види математичного програмування.

Крім того, сучасні досягнення та напрямки розвитку системного аналізу та дослідження операцій дозволяють ставити та вирішувати завдання більш високого рівня організації процесу оперативного управління. Зокрема, у [75, 76] відзначають, що проектування та планування гірничих робіт повинно мати такі риси, як динамічне та імовірнісне представлення кар'єру та задач проектування,

його показників роботи, безперервність процесів проектування та управління, динамічну оцінку показників якості планування та управління.

Дуже важливо, що ГІС може використовуватись для поліпшення планування не тільки окремих процесів (наприклад, формування вантажопотоків), а й виробництва загалом [77, 78]. Тому виникає потреба не просто адаптації усталеної методології оперативного планування гірничотранспортних робіт, але й розробки новітніх методів.

Методологія системного оперативного планування поєднує переваги оптимізаційного та геоінформаційного підходів на більш високому рівні технологічної адекватності для складання планів різного рівня. Результатом роботи системної методології оперативного планування повинні бути об'єми виймання певного екскаваторного блоку із визначенням форми, розміру та точного просторового положення геометричної фігури виймання. Зрозуміло, що визначені параметри геометричних фігур повинні бути технологічно обґрунтованими можливістю їхнього безпосереднього виймання. Останнім часом на ринку програмних продуктів з'являється усе більше модулів, що забезпечують оптимізацію вантажопотоків на кар'єрах з можливістю тривимірного моделювання кар'єрного поля, тому такий системний підхід є актуальним і потребує подальшого розвитку.

## 1.2. Аналіз стану та перспектив розвитку методології оперативного управління гірничотранспортними роботами

Більшість робіт, присвячених покращенню оперативного управління гірничотранспортних робіт, розв'язують задачу маршрутизації роботи автосамоскидів.

Проведений у [79, 80, 7, 81] спектральний аналіз вмісту корисних компонентів у кар'єрних вантажопотоках та на збагачувальній фабриці засвідчив, що амплітуда коливань на порядок вища у кар'єрних рудопотоках. Аналогічна ситуація має місце і в даний час. Це підтверджує значний ресурс задачі маршрутизації автосамоскидів і її актуальність.

Маршрутизацію автосамоскидів розглянемо як задачу визначення на кожний конкретний часовий момент пункту їхнього завантаження та розвантаження. Ці два визначення можуть здійснюватися одночасно, а можуть бути рознесені з часом, тобто місце розвантаження може бути визначене відразу як вказання власне вантажопотоку від певного екскаватора до пункту розвантаження. Крім того, маршрути можуть визначатись лише на один крок перевезення гірничої маси транспортною одиницею, а можуть на декілька кроків або на деякий час роботи транспорту (так звані задачі із призначенням маршрутів згідно заздалегідь розрахованої програми) [82].

Іншим аспектом завдання маршрутизації є визначення критеріїв, згідно яких відбувається визначення поточних пунктів завантаження та/або розвантаження. Врахування декількох критеріїв, звичайно, створює більше можливостей для ефективного управління процесом транспортування гірничої маси, проте супроводжується відомими проблемами недостатньої обґрунтованості методології, яка при цьому використовується. Тому питання визначення маршрутів транспорту на кар'єрі потребує додаткового дослідження [83 - 86].

Слід відзначити, що найчастіше задача оперативного управління роботою гірничотранспортного комплексу кар'єру в практиці розглядається автономно, використовуючи в якості початкових умов результат розв'язання задачі оперативного планування [87]. Тобто при визначенні алгоритмів роботи транспортних одиниць не враховується можливість перевизначення навантажень на екскаватори та структури сформованих вантажопотоків. Це значно звужує варіативність маршрутизації та загальну ефективність роботи вантажно-транспортного обладнання, але спрощує саму задачу.

Призначення маршрутів опосередковано визначає необхідну кількість автосамоскидів для обслуговування даного вантажопотоку від екскаватора до пункту розвантаження та їхній кількості рейсів на певний час. Такі алгоритми розглядались у [29, 88]. Вони використовують або прості методи перебору, або формалізацію у вигляді моделі лінійного програмування. Впровадження таких методів розв'язання задачі маршрутизації на той час виявилось непрацездатним

внаслідок необхідності перерозраховувати таку програму роботи транспорту протягом зміни декілька разів. Оскільки розрахунок здійснювався за допомогою програмного додатку, а введення вихідних даних передбачало велику працемісткість, то методологія не виправдовувала витрачених зусиль. Проте, застосування такого алгоритму на сучасних програмних засобах може виявитись вдалим за певних виробничих умов, тому можна розглянути таку маршрутизацію як один із можливих методів розв'язання задачі оперативного управління. Хоча при цьому слід врахувати часові характеристики технологічних операцій з потрібною точністю та ймовірності виконання обладнанням покладених на нього функцій.

Задачі покрокової маршрутизації більш прості та зрозумілі, тому більшість розробок ґрунтується на їхньому використанні. Дані задачі можна класифікувати за кількістю врахованих критеріїв (одно- та багатокритеріальні), за кількістю кроків процедури розв'язання (одно- та багатокрокові), за доведеністю методології розв'язання (аксіоматичні та евристичні) [89].

В якості критеріїв оптимізації маршрутів транспорту використовують: прогностні простоювання автосамоскидів у вибої в очікуванні навантаження або розвантаження, прогностні простоювання екскаваторів в очікуванні транспорту [89], відхилення фактичних значень інтервалів відправлення автосамоскидів від їхніх розрахункових значень [91], оцінки відхилення фактичної кількості відправлень автосамоскидів в окремі вибої від їхніх планових значень [92].

Однокритеріальні задачі розв'язуються, як правило, простим перебором припустимих рішень. Однак, зрозуміло, що застосування одного критерію управління такою складною системою, як оперативне управління, недостатнє. Тому дослідники перейшли до багатокритеріального представлення моделей оперативного управління. Розв'язання багатокритеріальної задачі оперативного управління використовує евристичні процедури [43], цей підхід досі є основним, оскільки поки що не знайдено більш обґрунтованих аксіоматичних процедур прийняття рішень.

У роботі [93] пропонували за методом головного критерію перейти до визначення так званої робочої уставки, попередньо врахувавши обмеження за кількістю надісланих до вибою автосамоскидів. Автори стверджують, що уставка характеризує частку від загального об'єму перевезення на даному маршруті, хоча не доводять дане положення і не досліджують ефективність алгоритму.

Автори роботи [88] використовують побудову узагальненого критерію за відомим методом лінійного згортання. Слід відзначити недоліки використання такого методу, як труднощі при визначенні вагових коефіцієнтів, можливість взаємної компенсації доданків, принципові труднощі при технологічній інтерпретації узагальненого критерію. Алгоритм у [88] визнаємо як громіздкий, він потребує використання величин, практичне визначення яких потребує прогнозування технологічної ситуації.

Робота [93] в якості узагальненого критерію пропонує вираз, що враховує відносну щільність транспортного потоку та відносний інтервал відправлення автосамоскидів. Використання такого критерію може призводити до суперечливих управляючих дій, коли до певного вибою автосамоскиди будуть направлятись частіше, ніж до інших.

Автор [94] одним з перших застосовував для розв'язання багатокритеріальної задачі метод послідовного застосування критеріїв. Він побудував модель на базі мінімізації критеріїв максимальної тривалості простоювання екскаватору та часу циклу транспортування. Однак необхідність видобутку різних планових об'ємів з окремих вибоїв не врахована.

У [95] вибір маршруту руху порожнього автосамоскида пропонують робити за п'ятьма послідовними критеріями, що полягають у мінімізації відхилень якісних показників на пункті розвантаження, часу простоювань автосамоскидів та екскаваторів, відхилень темпів виконання планових об'ємних показників для екскаваторів, холостого пробігу кожного автосамоскиду. Автори не навели докладної методології визначення окремих показників технологічного процесу, що викликає труднощі при впровадженні запропонованої моделі.

Робота [96] для визначення маршруту автосамоскида пропонує здійснювати у два етапи: спочатку призначити пункт навантаження, а потім – пункт розвантаження. При цьому спочатку застосований метод послідовних поступок із декомпозицією, а остаточна адреса автосамоскида визначається за критерієм з лінійним згортанням. Автори спробували мінімізувати відхилення вмісту усередненого продукту та амплітуду коливань поточного рівня якості руди, проте ефективність алгоритму наведена, а друга частина критерію призводитиме до завантаження невеликих відстаней транспортування значною кількістю транспорту, що може бути недоцільним з характеру протікання технологічного процесу.

У роботі [97] також визначали спочатку адресу пункту навантаження, а потім – адресу пункту розвантаження. Критерії при цьому можна вважати простими та технологічно обґрунтованими, хоча можуть виникати ситуації, коли задача не матиме розв'язку.

Автори роботи [2] головну увагу приділили імітації створення сприятливих гірничотехнічних та організаційних умов роботи автотранспорту. На основі визначених регресійних залежностей швидкості руху автосамоскидів, опору руху автосамоскидам, їхніх часових продуктивностей проводиться імітація руху автосамоскидів у кар'єрі. В якості критерію запропонований економічний показник собівартості транспортних витрат. Слід відзначити, що маршрутизація виконується випадковим чином, а головним фактором, що аналізується, є вплив організаційних чинників (кількість автосамоскидів, наявність обслуговуючих пунктів у кар'єрі тощо) на показники продуктивності автотранспорту, час їхнього використання та собівартість перевезення гірничої маси.

У роботі [82] велику увагу приділено ще одному гірничому фактору, за допомогою якого можна підвищити ефективність гірничотранспортних робіт – коректування навантаження на екскаватор при оперативному управлінні. Автори обґрунтували структуру та параметри функціональної частини системи управління гірничотранспортним комплексом кар'єру за допомогою імітаційного моделювання. Узгодженість критеріїв роботи автотранспортного комплексу

здійснюється за допомогою метода згортки, що не завжди є найефективнішим способом розв'язання багатокритеріальних задач.

Загальними недоліками наведених моделей оперативного управління є те, що вони мають емпіричний характер, при цьому не приділено потрібної уваги системному дослідженню узгодженості критеріїв управління з показниками ефективності та метою управління. Внаслідок слабкого розвитку комп'ютерних засобів на час написання робіт не розглядались питання адаптації моделей управління до мінливих виробничих ситуацій. Врахування вказаних недоліків разом із застосуванням новітніх можливостей апаратного забезпечення сучасних систем управління гірничотранспортного комплексу кар'єру призведе до удосконалення оперативного управління гірничотранспортними роботами.

### 1.3. Обґрунтування мети роботи та постановка задач досліджень

Виконаний аналіз сучасного стану оперативного планування гірничотранспортного комплексу залізрудного кар'єру дозволив зробити наступні висновки: більшість математичних моделей мають емпіричний характер, виконують розрахунки для певних часових інтервалів на базі інтуїтивно прийнятих критеріїв; для кожного інтервалу планування застосування моделей носить характер адаптації до певних гірничотехнологічних умов, їхнє формування не базується на принципі системності та несуперечливості, в результаті чого моделювання часто не призводить до максимальної ефективності отриманих рішень; недостатньо розвинута методологія поєднання можливостей геоінформаційних систем та оптимізаційних алгоритмів, що спонукає гірничих технологів специфічно змінювати формалізацію задач планування під можливості інструментальних засобів; відомі моделі оперативного планування не мають теоретичного обґрунтування взаємозв'язку використаних критеріїв та цілей управління, що не надає ЛПП надійного методологічного підґрунтя при управлінні гірничотранспортними роботами; методологія оперативного управління також не спирається на аксіоматичні підходи та точні методи розв'язання, вибір моделі формування маршрутів транспорту здійснюється емпірично; при оперативному управлінні транспортом на кар'єрі у більшості



розробок не враховуються можливості коректування навантаження на екскаватори.

Для переходу на наступний щабель оперативного планування гірничотранспортних робіт на сьогодні є достатній рівень засобів комп'ютерної техніки, розвинених мов програмування, систем керування базами даних [98], систем супутникового позиціонування об'єктів [99, 100], напрацьовані теорії обробки статистичної інформації [101], лінійної, дискретної та динамічної оптимізації [102, 103], графів [42, 104, 105], розвивається методологія проектного управління [106].

Виходячи з викладеного, *метою дисертаційної роботи* є наукове обґрунтування підвищення ефективності технологічних процесів в залізорудному кар'єрі шляхом удосконалення системи оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами.

Для досягнення мети необхідно удосконалити закономірності оптимізації розвитку гірничотранспортних робіт на технологічних засадах. Через складність і багатоплановість ця проблема є комплексною. Для її розв'язання потрібно вирішити наступні задачі досліджень:

1) аналіз сучасного стану теорії і практики оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами в залізорудному кар'єрі;

2) технологічне обґрунтування та розробка системного методичного забезпечення оперативного планування гірничих робіт в залізорудному кар'єрі;

3) розробка методик оперативного планування гірничотранспортних процесів з урахуванням типових факторів декомпозиції (часовий, функціональний, організаційний) із узгодженням функціональних задач за критеріями оптимальності та обмеженнями;

4) обґрунтування методичного забезпечення оперативного управління гірничотранспортним процесом на кар'єрі за створеним алгоритмом імітаційного моделювання.

1.4. Обґрунтування основних методичних положень з вирішення поставлених задач

1. Оскільки сучасний кар'єр відповідає визначенню складної системи, то вихідним методичним положенням повинен бути системний підхід до обґрунтування складу та структури оперативного планування та управління.

Для вироблення чітких, адекватних та однозначних управлінських дій потрібна конкретизація моделей прийняття рішень, яка стає можливою при декомпозиції загальної задачі оперативного планування та управління.

*Технологічні* складові загальної задачі оперативного планування гірничотранспортних робіт на першому кроці декомпозиції можна визначити як підсистеми управління:

- буро-вибуховими (підготовчими) роботами;
- виймально-навантажувальними (видобутковими) роботами;
- транспортними роботами;
- відвально-складськими (приймальними) роботами.

*Часова* декомпозиція системи оперативного планування призведе до виділення підсистем планування на інтервалі місяця, декади (тижня), доби та зміни.

*Структурні* фактори задачі оперативного планування та управління передбачають проведення операцій контролю, обліку, аналізу та прогнозу.

*Параметричний* рівень декомпозиції має на меті визначення управляючих дій відповідно до мети, що поставлена перед підсистемою:

- визначення порядку відробки блоків вибою;
- формування навантажень на екскаватори;
- визначення технологічних складових роботи обладнання;
- вказання маршрутів руху транспортних одиниць тощо.

У загальному вигляді множина функціональних підсистем задачі оперативного планування та управління представлена на рис. 1.2.

Виходячи із загальної схеми проведеної декомпозиції задач оперативного планування та управління, що наведена на рис. 1.2, розподіляються функції між функціональними підрозділами управління ГТК та програмно-методичними засобами.

Враховуючи складний характер протікання гірничотранспортних процесів на кар'єрі, проблемність адекватності задач оперативного планування та управління, дуже часто алгоритми розв'язання виробничих завдань носять емпіричний характер, тому участь технологів стає визначальною.

Враховуючи високу змінність виробничих ситуацій, важливим фактором забезпечення ефективності оперативного планування і управління повинна бути також взаємодія рівнів планування (рис. 1.3), що передбачає можливе коригування планів суміжних рівнів. Слід передбачити два варіанта коригування:

- коригування плану в межах його часового рівня на період до закінчення інтервалу «верхнього» плану (без зміни «верхнього» плану);
- перехід на «верхній» рівень і коригування його плану до кінця його періоду з наступним поверненням на нижній рівень та коригуванням планів нижнього рівня (рис. 1.3).

Крім того, формування повної множини функціональних задач оперативного планування та управління шляхом системної декомпозиції загальної задачі за типовими факторами (часовим, функціональним, організаційним) повинне супроводжуватись узгодженням функціональних задач за критеріями оптимальності та обмеженнями.

Цей етап повинен бути початковим, а не останнім, як при емпіричному підході. Наступна формалізація виконується в межах встановленого таким чином складу та структури підсистеми оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами з урахуванням функціональних та інформаційних зв'язків.

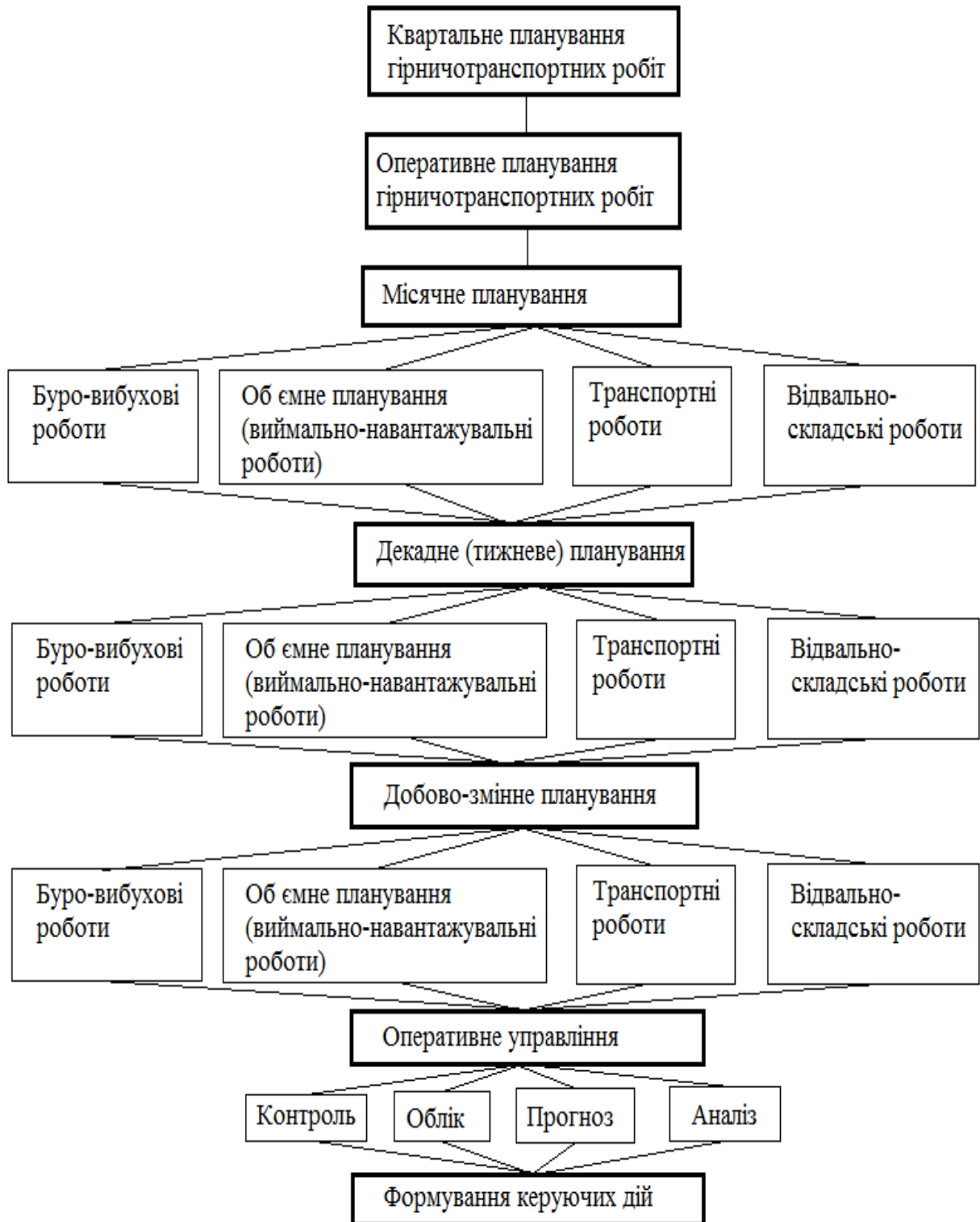


Рис. 1.2. Загальна схема декомпозиції задачі оперативного планування та управління

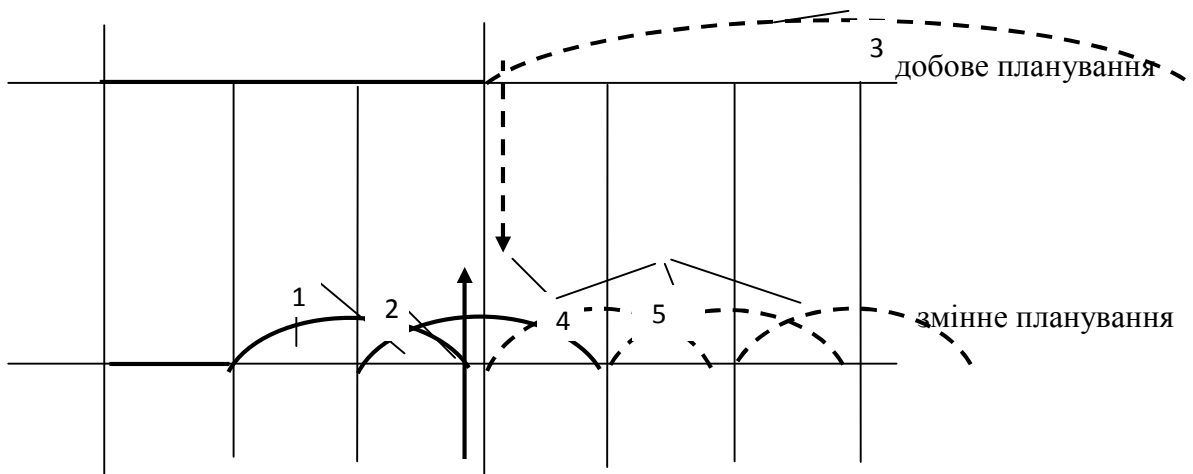


Рис. 1.3. Схема коригувань планів суміжних рівнів (на прикладі змінно-добового планування): 1 – коригування змінних планів в межах їх тимчасового рівня на період до закінчення інтервалу «верхнього» (добового) плану без зміни «верхнього» (добового) плану; 2 - передача інформації на верхній (добовий) рівень про незадовільні результати коригування 1; 3 - коригування добового плану в межах його тимчасового рівня на період до закінчення його інтервалу без зміни «верхнього» (декадного) плану; 4 - передача інформації на нижній (змінний) рівень про результати коригування 3; 5 - коригування змінних планів межах їх тимчасового рівня на період до закінчення інтервалу «верхнього» (добового) плану за результатами коригування «верхнього» (добового) плану

2. Враховуючи проблему неадекватності традиційних математичних моделей планування гірничих робіт, в методичному плані слід здійснити перехід від “об’єктивних” моделей математичного програмування до моделей прийняття рішень в умовах невизначеності (комбінація “об’єктивних” і “суб’єктивних” моделей, тобто залучення людей, що приймають рішення, до процесу прийняття планових та керуючих рішень). Відповідно, повинен підвищитись пріоритет технологічного аналізу поточної виробничої ситуації та вибору базової математичної моделі, що визначає область пошуку раціонального планового та керуючого рішення, і стадії аналізу отриманих багатокритеріальних рішень та вибору з них раціонального (компромісного). Таким чином, повинна припинитись «підгонка» технологічної суті функціональних задач під вимоги, наприклад, лінійного програмування, що приводить до не адекватності його моделей, та розширення функції ЛПР.

3. Для просторової прив'язки планових рішень (об'ємних показників гірничих робіт) в методичному плані слід орієнтуватись на застосування ГІС, що дозволяють моделювати просторову геометричну фігуру виймального блоку, розташування його на горизонті, розкрій виймального блоку на екскаваторні заходки та послідовність їх відпрацювання різними способами (селективним, валовим (з перегонем екскаватора в початок наступної заходки і без перегону); повздовжніми, поперечними або діагональними заходками). Для визначених таким чином фігур (контурів) виймання гірничої маси за планові часові інтервали на основі блочної геологічної моделі можна розраховувати її об'ємно-якісні показники.

4. Останнім методичним положенням є доцільність застосування концепції інтелектуальної систем підтримки прийняття рішень (ІСППР) як засобу отримання рішень планових та управлінських задач, виходячи зі специфіки оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами (рис. 1.4).

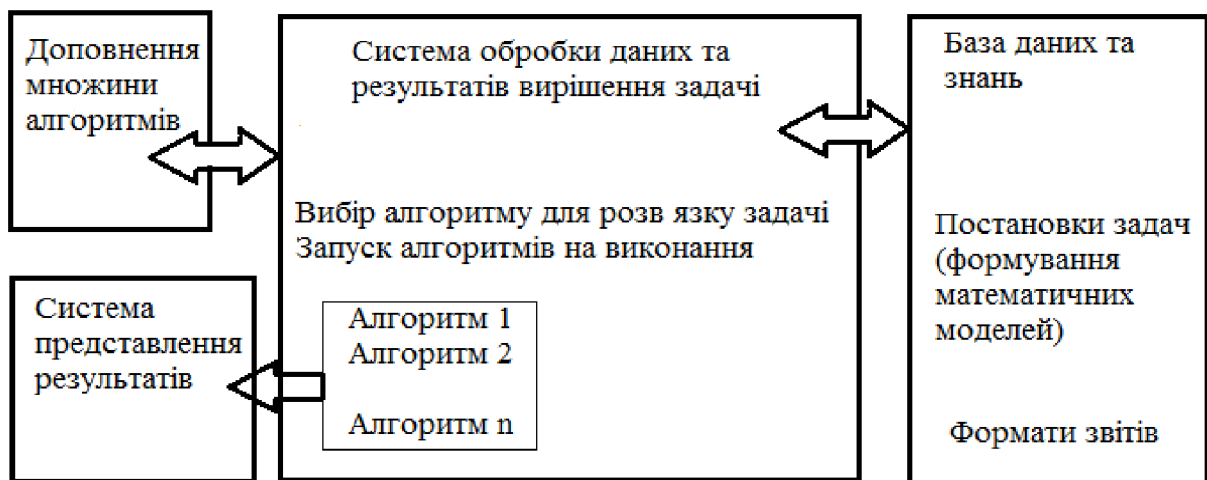


Рис. 1.4. Типова узагальнена структура ІСППР з оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами

Як видно з рисунку типова ІСППР включає такі основні складові: інтерфейси користувача; база алгоритмів пошуку рішень; система обробки даних та вирішення задач.

Відповідно при вирішенні задач оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами на базі вказаних складових виконується така послідовність дій:

- поповнюється (при необхідності) база даних (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача);
- з позицій технологічного аналізу поточної виробничої ситуації вибирається (формується) математична модель задачі, що буде вирішуватись (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача);
- з бази алгоритмів вибирається алгоритм вирішення задачі (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача);
- пошук вирішення задачі за вибраною (сформованою) математичною моделлю вибраним алгоритмом (програмними засобами ІСППР);
- аналіз отриманих багатокритеріальних рішень та вибору з них раціонального (компромісного) рішення (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача на основі сформованих програмно рекомендацій);
- ретроспективний аналіз результатів виробничої діяльності кар'єру з метою порівняння з отриманими результатами; таке порівняння дає змогу визначити необхідність коригуючих дій (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача на основі сформованих програмно висновків аналізу);
- представлення результатів у формі, заданій користувачем;
- прийняття кінцевого рішення та його фіксація в базі даних.

Для задач оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами сфери застосування ГІС полягають у розв'язанні наступних базових задач:

1. Задачі обліково-інвентаризаційного типу (підрахунки запасів корисних копалин та розкриття, управління розподіленою виробничою інфраструктурою).
2. Задачі планування, вибору маршрутів та управління перевезеннями.
3. Моделювання процесів гірничих робіт та методи аналізу даних.

Таким чином, в роботі пропонується наступна структура оперативного планування та управління роботою залізородного кар'єру та відповідний алгоритм (рис. 1.5):

1. Геометричне моделювання робочої зони кар'єру (місячна програма гірничих робіт), затвердження технологічної схеми розробки уступів та визначення послідовності переїзду екскаваторів між визначеними видобувними та розкривними блоками.

2. Прогнозуюче моделювання варіантів послідовності відробки окремих блоків (поділ блоків на елементарні ділянки, визначення швидкості посування відробки вибою та бажаного його положення на певну дату).

3. Підрахунок об'ємно-якісних показників гірничої маси та нормативних показників технологічного обладнання, а також врахування технологічних вимог з наступного формування рудної шихти та розкриву (побудова технологічного графіку робіт на уступах).

4. Формування математичної моделі оптимального багатокритеріального планування та застосування відповідного алгоритму її розв'язання; графічне наочне відображення сформованого плану гірничих робіт. За необхідності усунення несумісності сформованої математичної моделі. Аналіз отриманого рішення засобами математичного програмування.

5. Аналіз спеціалістами (ЛПР) результатів оптимізаційних розрахунків, корекція (за необхідності) структури моделі та повторне застосування пп.4.

6. Формування графіку роботи технологічного обладнання, в тому числі проведення імітаційного моделювання із визначенням маршрутів та режимів руху транспортних одиниць та аналіз і корекція запропонованих навантажень на вантажне обладнання.

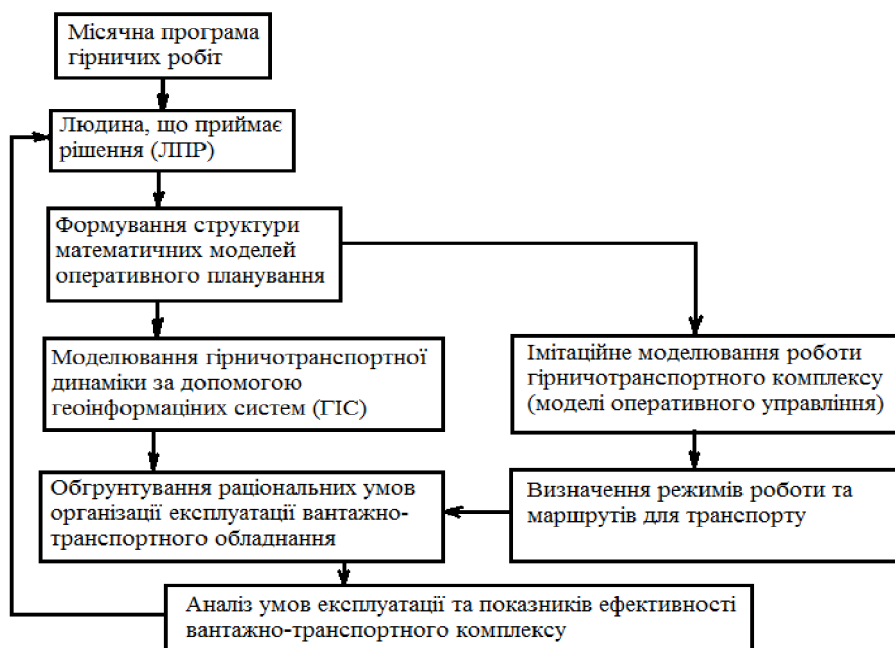


Рис. 1.5. Алгоритм оперативного планування та управління роботою залізорудного кар'єру



## РОЗДІЛ 2

### ТЕХНОЛОГІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РОЗРОБКА СИСТЕМНОГО МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ОПЕРАТИВНОГО ПЛАНУВАННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ

2.1. Обґрунтування функціональної структури системи оперативного планування гірничих робіт на кар'єрі за допомогою геоінформаційних систем

Як уже відмічалось, до складу оперативного планування гірничих робіт входить планування місячного, декадного, добового та змінного рівнів. Задачею цього виду планування є визначення планових об'ємів виймання гірничої маси для вказаних часових рівнів.

Приклад взаємодії двох суміжних рівнів планування представлений в підрозділі 1.4, а повне представлення взаємодій всіх рівнів оперативного планування представлено на рис. 2.1.

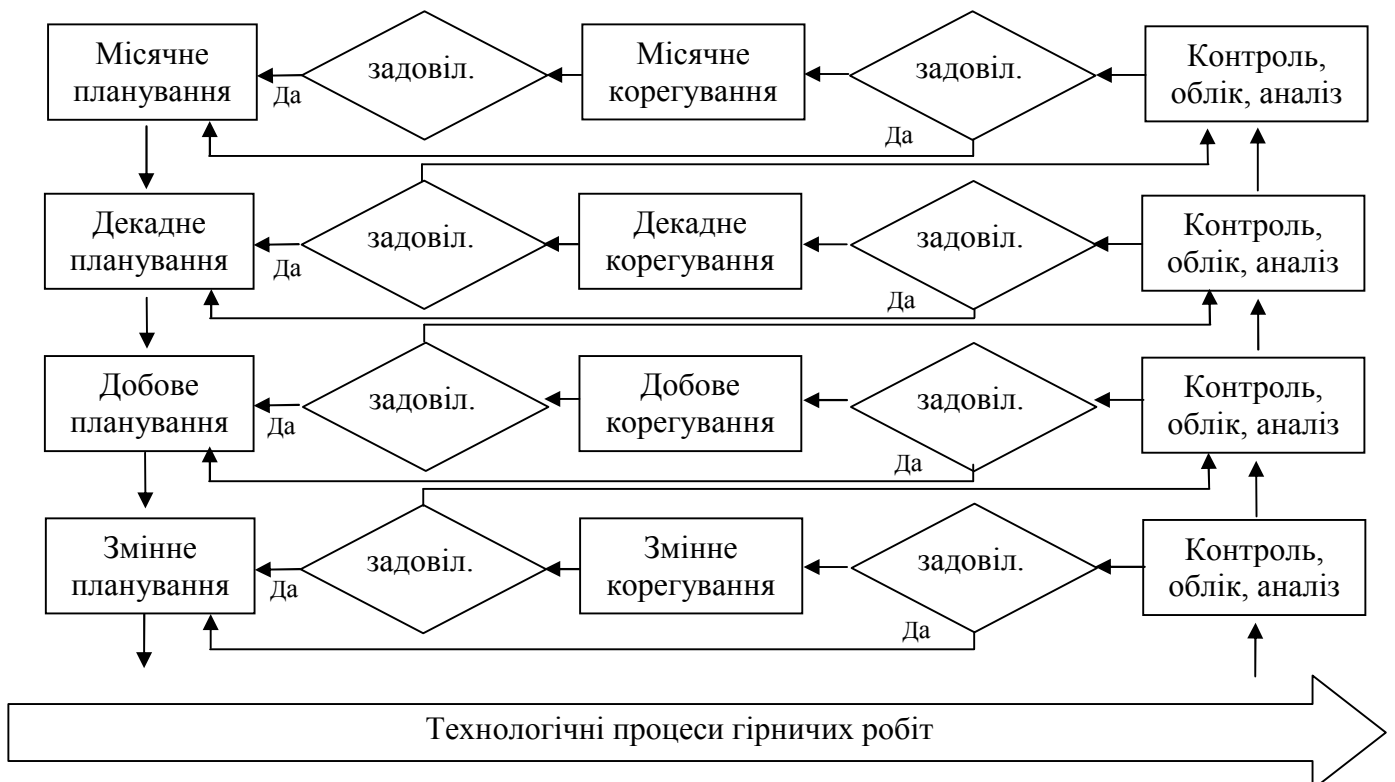


Рис. 2.1. Система оперативного планування гірничих робіт

Як видно, дане представлення є, по суті, системою оперативного планування гірничих робіт, так як відображає склад та взаємозв'язки задач всіх

рівнів. При виконанні технологічного процесу гірничих робіт, його контролю та аналізу, можуть виконуватись корегування показників роботи гірничотранспортного комплексу на всіх рівнях планування.

Неодмінною умовою сучасного оперативного планування є координатна прив'язка об'ємів гірничої маси, яку потрібно вийняти, відвантажити, транспортувати для подальшої переробки. Тому оперативне планування відбувається за допомогою комп'ютерних засобів, що дозволяють маніпулювати графічними та семантичними даними, зокрема за допомогою геоінформаційних систем. Геоінформаційна система – це система апаратно-програмних засобів і алгоритмічних процедур, що створена для цифрової підтримки, поповнення, управління, маніпулювання, аналізу, математико-картографічного моделювання й образного відображення географічно координованих даних. Сполучним елементом для всіх сфер застосування ГІС у різних задачах є відношення інформації до простору. Це відношення проявляється у можливості виконання користувачем просторових запитів. Відношення до простору полягає у можливості маніпуляцій дво- і тривимірними координатами, отриманими прямим виміром або на основі певної семантичної залежності від інших показників.

Для моделювання поверхонь і розв'язання просторових задач в геоінформаційних технологіях найчастіше використовують тріангуляційні моделі (TIN-моделі, Triangulation Irregular Network). Обчислювальна геометрія використовує тріангуляцію в якості базового алгоритму перетворення набору точок і ліній у просторові (каркасні) фігури. При цьому функції просторових даних отримують інформацію з наборів даних, застосовують до них аналітичні функції та записують одержані результати в нові похідні набори даних. Наприклад, при побудові об'ємного зображення екскаваторного вибою відбирають деякі тематичні шари даних (фактичні та заплановані положення верхніх та нижніх бровок), на основі яких отримують певний новий тематичний шар (рис. 2.2).

На основі проведених побудов отримуємо тривимірне зображення місячної програми гірничих робіт (рис. 2.3).

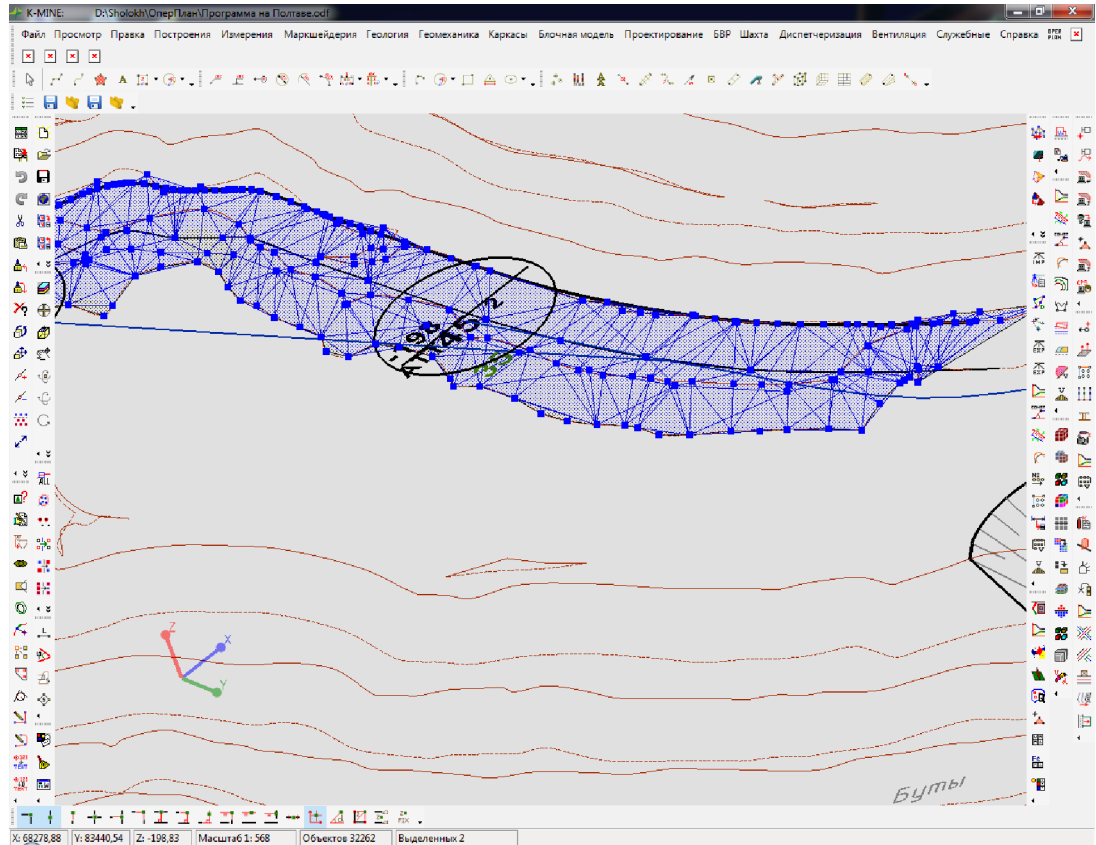


Рис. 2.2. Триангуляційна модель екскаваторного вибою

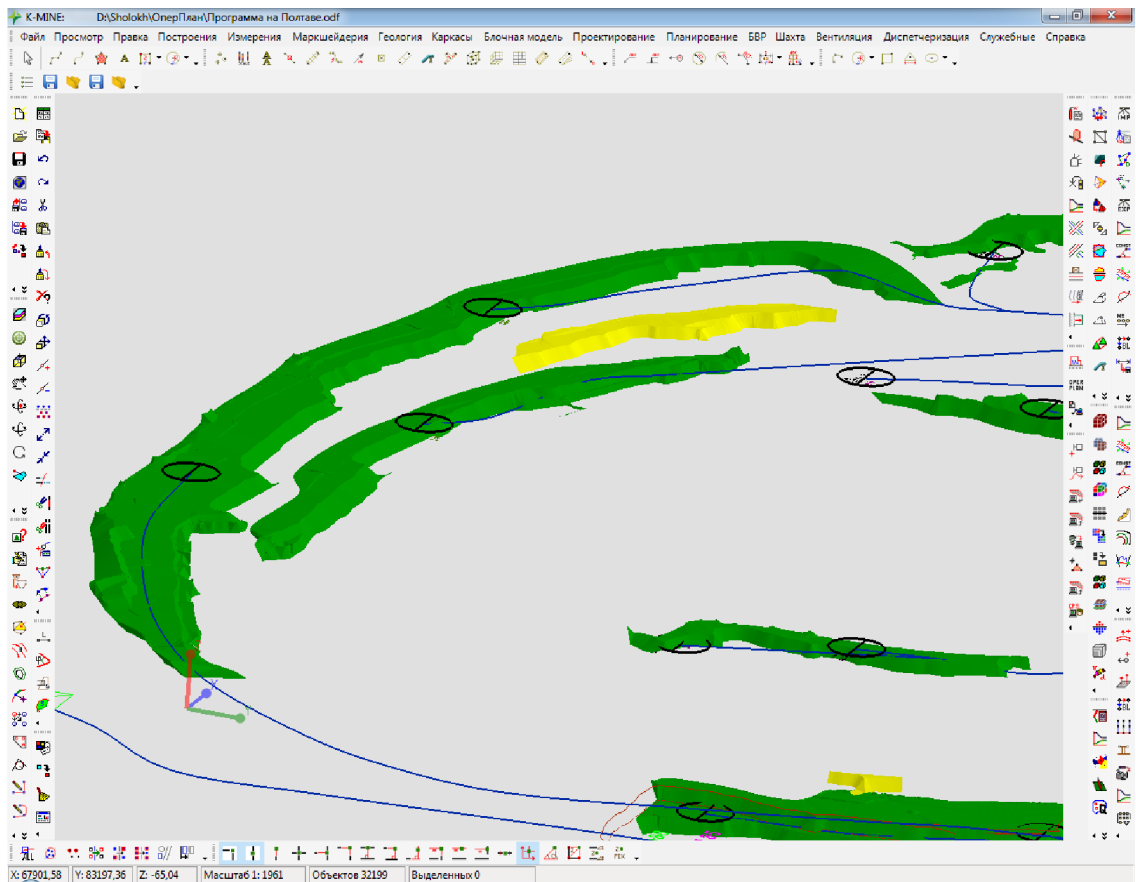


Рис. 2.3. Просторова модель місячної програми гірничих робіт

Дивлячись на такий план, людина, що приймає рішення, дізнається, де знаходяться ті чи інші об'єкти, де відбуваються ті або інші процеси або явища, що вони собою представляють, як до них можна дістатись за допомогою транспорту. При інтерактивній роботі з просторовими зображеннями ГІС з'являється можливість отримувати нову інформацію, яка в явному вигляді не присутня на паперових носіях.

Врахувавши просторову модель геологічних даних (рис. 2.4) для екскаваторного вибою, можна отримати тривимірне геолого-маркшейдерське зображення екскаваторного вибою та моделювати заходки для його послідовної відробки (рис. 2.5).

ГІС, яка використовується для оперативного планування та управління, повинна мати наступну структуру:

1. Підсистема введення, підготовки та попередньої обробки інформації (маркшейдерські дані, статистичні дані, інші дані).

Основна функціональна задача цієї підсистеми – створення цілісного інформаційного цифрового образу досліджуваного об'єкту на основі перетворення маркшейдерсько-технологічної інформації в цифровий вид і введення її в комп'ютер. Правильна підготовка вихідних даних може скоротити витрати й час, необхідні для етапу введення даних до ГІС. Задачі підсистеми введення, підготовки та попередньої обробки інформації поділяють на перетворення даних у машинну форму, цифрування, обробку зображень та запис даних у потрібному форматі. Методи введення інформації про об'єкти оперативного управління та планування можуть бути наступними: за допомогою ручного введення (клавіатура, миша), геодезичних приладів, сканера або введення цифрових файлів.

За допомогою геодезичних приладів та цифрових файлів формується цифрова модель родовища і кар'єру, на якій розміщуються об'єкти із певними властивостями. Цей єдиний геолого-маркшейдерський масив буде служити основою просторових даних, на якій проводитиметься тривимірне моделювання процесів оперативного планування. Згідно декомпозиції рівнів планування початковими даними для оперативного планування служитиме, наприклад, місячна програма гірничих робіт Полтавського ГЗК (рис.2.6).

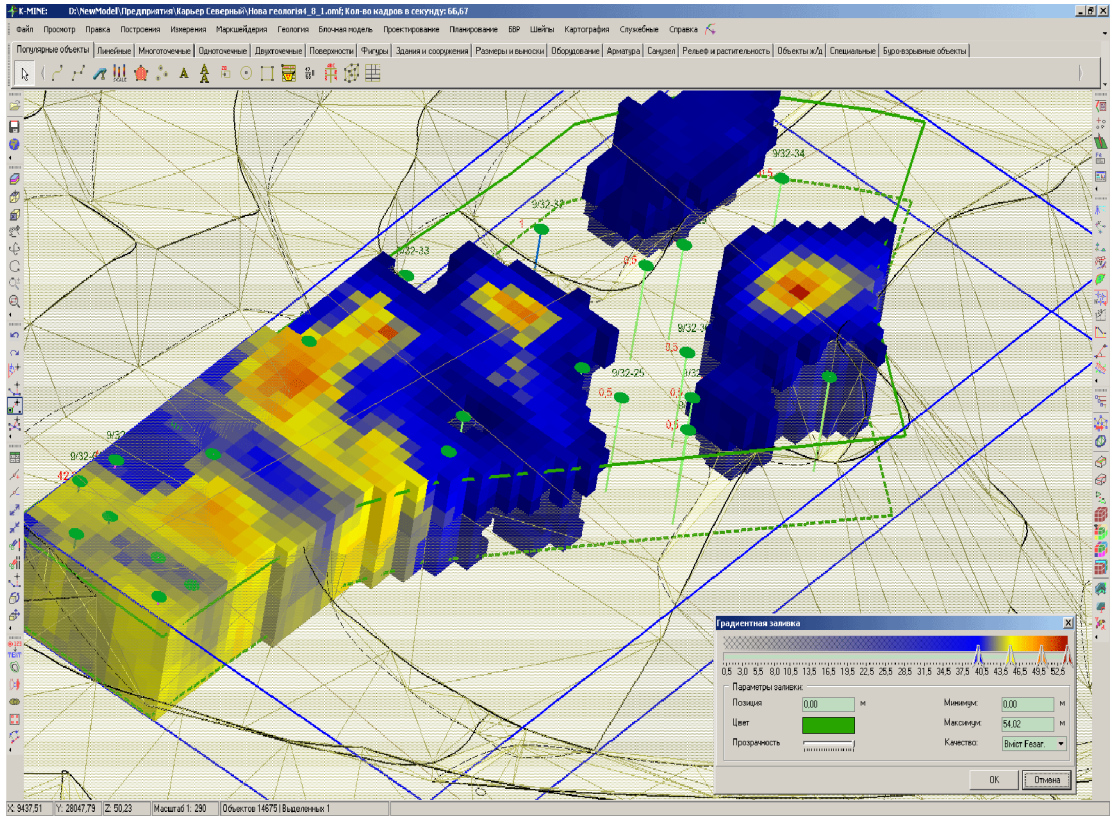


Рис. 2.4. Моделювання якісних показників гірської маси у виімальному блоці

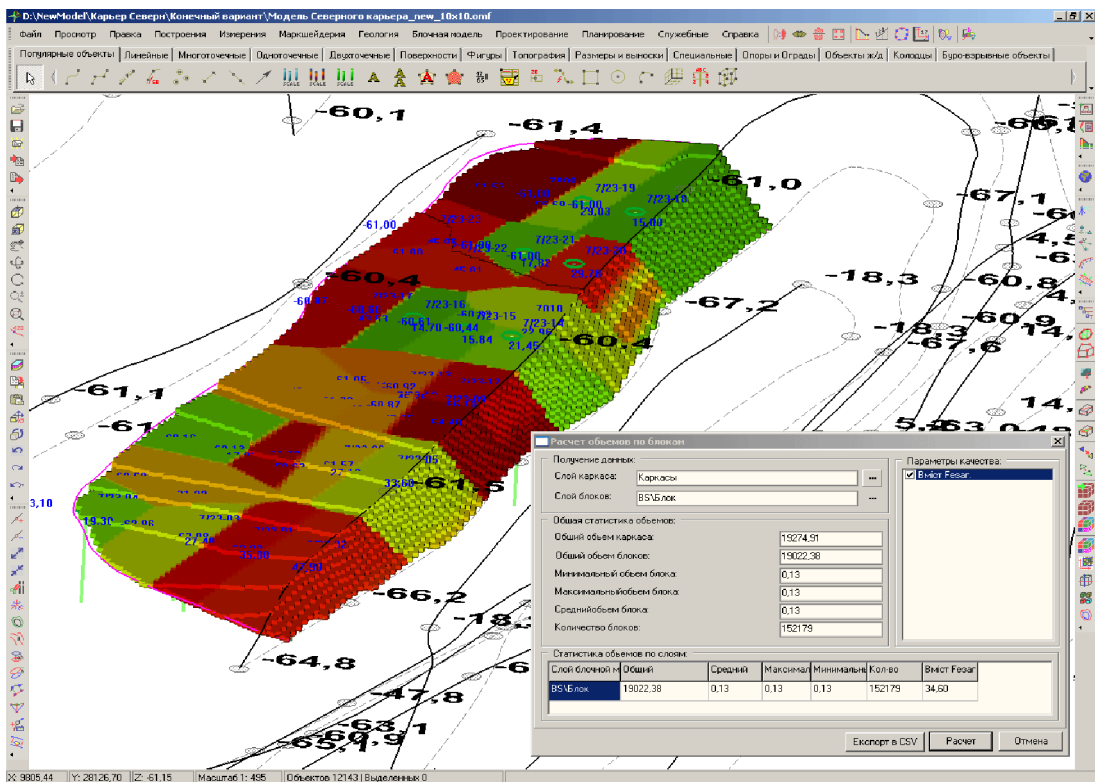


Рис. 2.5. Моделювання відробки екскаваторного вибою із врахуванням запасів гірничої маси у виімальному блоці

2. Підсистема збереження, оновлення і керування базами даних (БД) (перетворення форматів, пошук даних за запитом користувача, індексування даних).

3. Підсистема обробки інформації, моделювання та аналізу даних (просторова прив'язка інформації, просторовий аналіз даних, створення тематичних карт, ранжування та класифікація даних, засоби експертної оцінки даних, моделювання та прогнозування ситуацій).

4. Підсистема контролю, візуалізації і виведення інформації (засоби підтримки прийняття рішень, візуалізація і виведення даних).

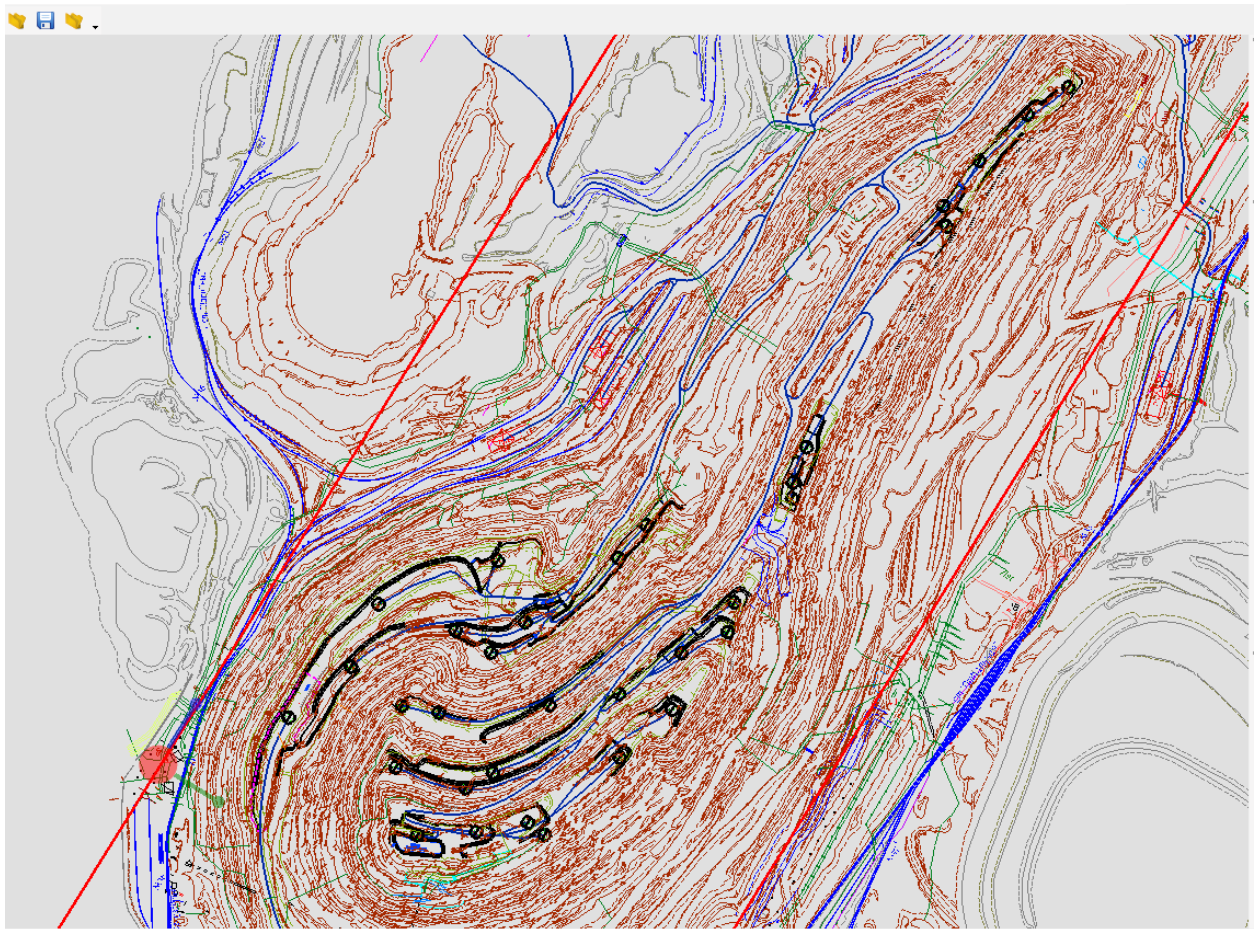


Рис. 2.6. Просторове моделювання місячної програми гірничих робіт (Полтавський ГЗК)

Використовуючи алгоритми проектування та комбінуючи їх, формується послідовність відробки екскаваторного вибою протягом певного періоду часу (рис.2.7).

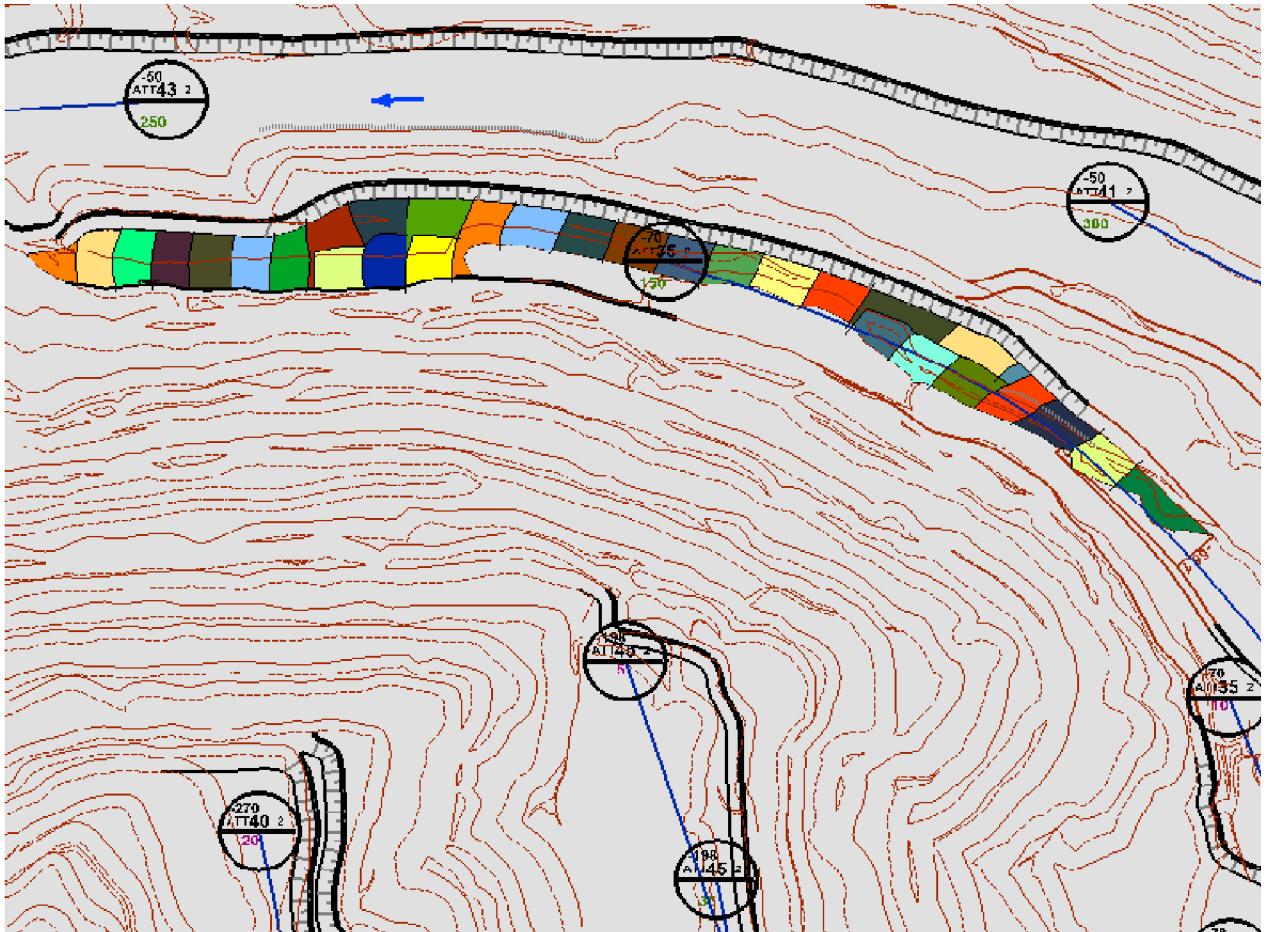


Рис. 2.7. Послідовна відробка екскаваторного вибою протягом періоду

Таке гірничо-геометричне моделювання дозволить уточнити динаміку зміни середньозваженої відстані транспортування гірничої маси на кар'єрі протягом певного періоду часу. Адже найчастіше відстані транспортування від екскаватору до пункту розвантаження розраховуються при плануванні усереднено, тобто обчислюють відстань від пункту розвантаження (який більш-менш нерухомий) до середини екскаваторного блоку. Внаслідок таких неточностей фактичні значення відстаней транспортування відрізняються від тих, що використовуються при оперативному плануванні. Така ситуація проілюстрована на рис. 2.8, де наведені середньозважені відстані, розраховані без урахування посування екскаватору при відробці вибою (червоний графік), та з урахуванням (синій графік).

Неточності підрахунку призводять до зменшення або збільшення середньозважених відстаней (навіть середніх їхніх значень) і, відповідно, до неточностей підрахунку економічних критеріїв оцінки роботи транспортного комплексу кар'єру.

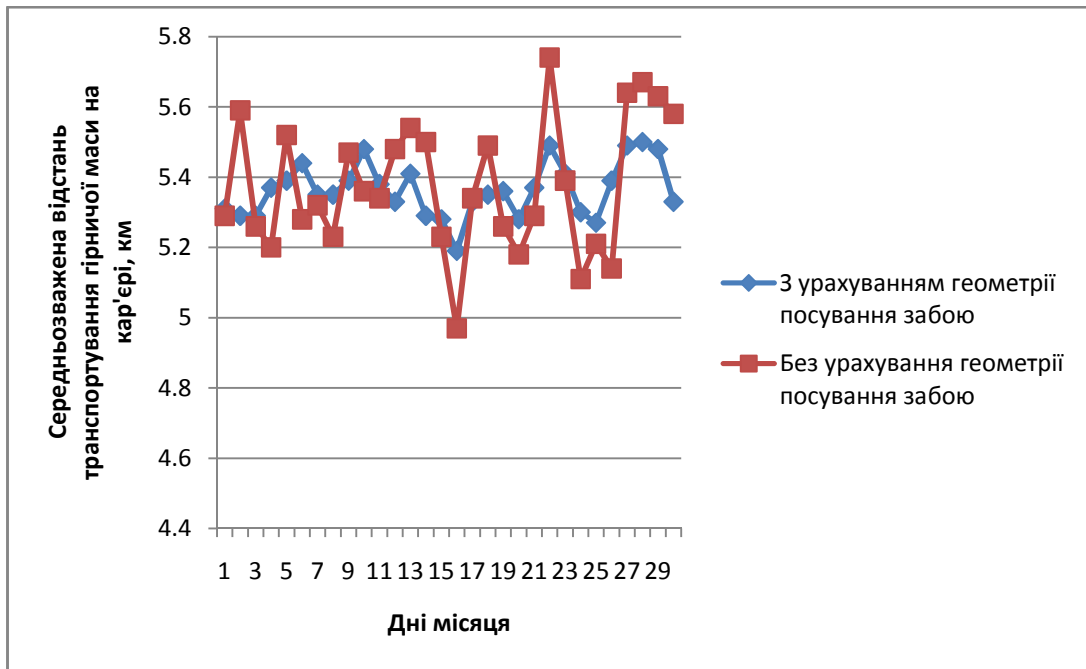


Рис. 2.8. Середньозважені відстані (км), розраховані без урахування геометрії посування вибою (червоний графік) та з урахуванням (синій графік) по днях планування

На рис. 2.9 наведена схема структури системи оперативного планування на основі геоінформаційного підходу.

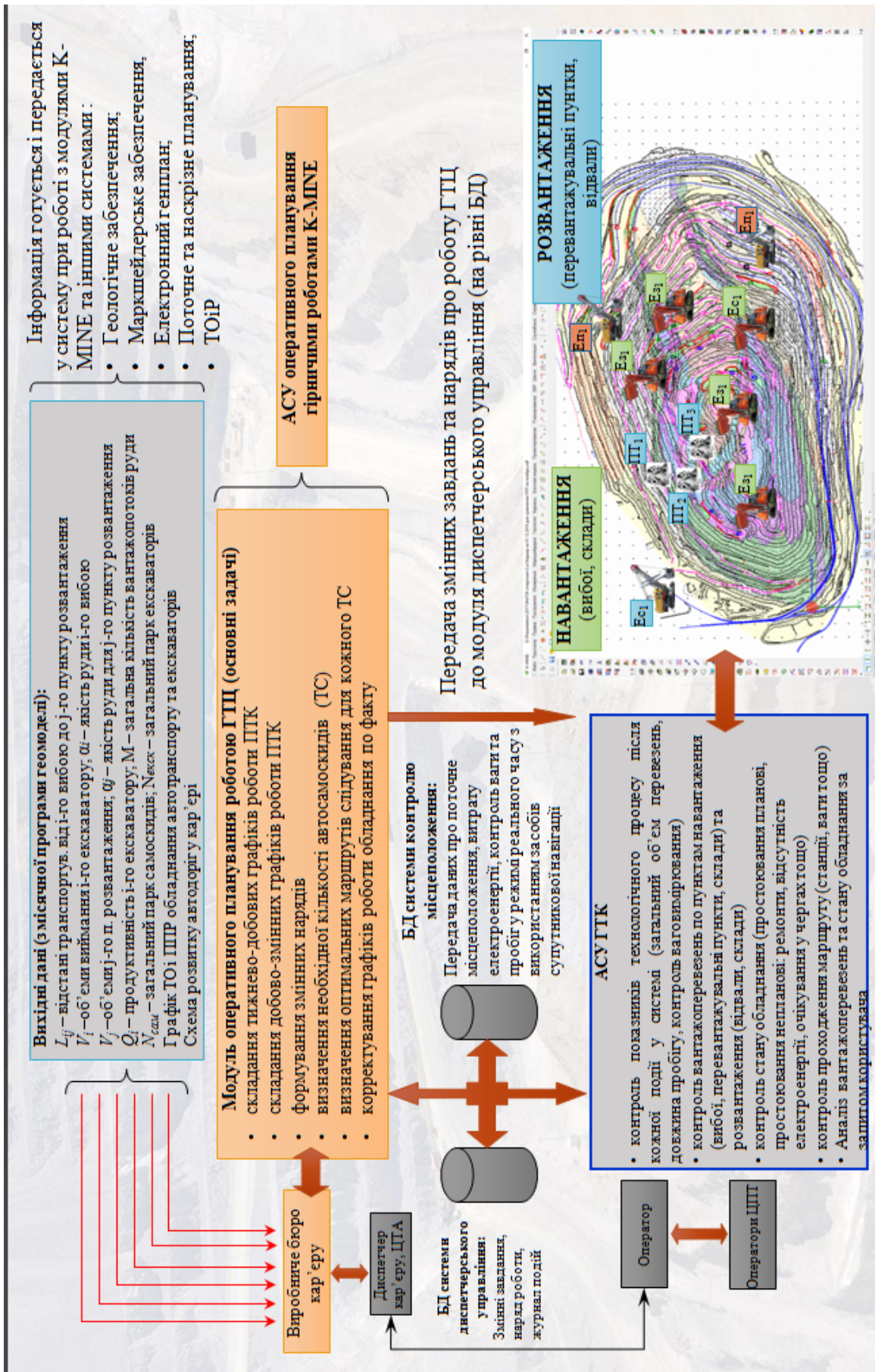
На ній наведена інформаційна взаємодія ЛПР, що беруть участь в оперативному плануванні (виробничий відділ, оператор, диспетчер), із потоками даних (АСУ ГТК, БД контролю місцеположення, геолого-маркшейдерський масив тощо) та системою обробки даних і генерації результатів (модуль оперативного планування роботою гірничотранспортного цеху (ГТЦ)) з можливістю представлення результатів (передача нарядів роботи обладнання).

Таким чином, результатом моделювання оперативного планування гірничих робіт є наявність положення фронтів уступів, ділянок відробки та розстановки обладнання на виймальних блоках. Тобто визначається, які об'єми якої гірничої маси будуть відвантажені екскаваторами для наступного транспортування. Подальші етапи планування повинні визначити порядок переміщення гірничої маси для її подальшої переробки (руди) або складування (породи розкриву) із врахуванням термінів та об'ємів переміщення гірничої маси.



Рис. 2.9.

Узагальнена структура системи оперативного планування на базі геоінформаційного підходу: ГТК – гірничо-транспортний комплекс; ГТЦ – гірничо-транспортний цех; АСУ – автоматизована система управління; БД – база даних; ЦТА – цех технологічного автотранспорту; ПТК – вантажно-транспортний комплекс; ТОіР – технічне обслуговування, ремонт; ЦПТ – поточна технологія



## 2.2. Розробка методики гірничо-геометричного оперативного планування

Згідно проведеному аналізу часової фактору декомпозиції стану оперативного планування гірничих робіт, власне оперативне планування розпочинається формуванням місячного плану. Рівень місячного планування займає важливе місце у системі підготовки гірничого виробництва і дуже важливо скласти обґрунтований оптимальний план гірничих робіт на цей період. На даному етапі планування ставиться задача визначити переміщення фронту гірничих робіт із відомого положення у наступне, яке здійснюється з метою видобутку корисних копалин та виймання порід розкриття. Геометрично переміщення оконтурюється двома суміжними положеннями фронту гірничих робіт згідно обраному напрямку розвитку гірничих робіт. Зафіксовані проміжні положення гірничих робіт, які визначають напрямок розвитку фронту, дозволяють у кінцевому підсумку виконати аналіз динаміки об'ємних та якісних показників розвитку кар'єру.

Головна відмінність місячного планування гірничих робіт від попередніх етапів планування (квартального та річного) полягає у прив'язці до блоків, на яких будуть вестись гірничі роботи, конкретного технологічного обладнання. Тому можна стверджувати, що для підвищення якості місячного планування слід враховувати не лише набір об'ємів на тих уступах і блоках, що плануються до відробки, а й характер (гірничо-геометричний, технологічний, гірничотранспортний) їхньої відробки. Тобто місячне планування гірничих робіт – проміжна стадія планування між поточним та оперативним, воно повинно містити елементи як гірничо-геометричного планування (об'ємно-якісного), так і враховувати технологічні та транспортні процеси гірничого виробництва [107].

В роботі пропонується місячне планування виймально-навантажувальних робіт проводити з врахуванням технологічних гірничих факторів та розділяти на наступні етапи:

1. Визначення контурів виймальних блоків, що забезпечать виконання місячних планових показників роботи кар'єру за об'ємами гірських порід, якістю

руди на пунктах розвантаження. Наприклад, визначення контурів виймальних блоків та набірка місячної програми гірничих робіт за допомогою ГІС, наведені на (рис.2.10).

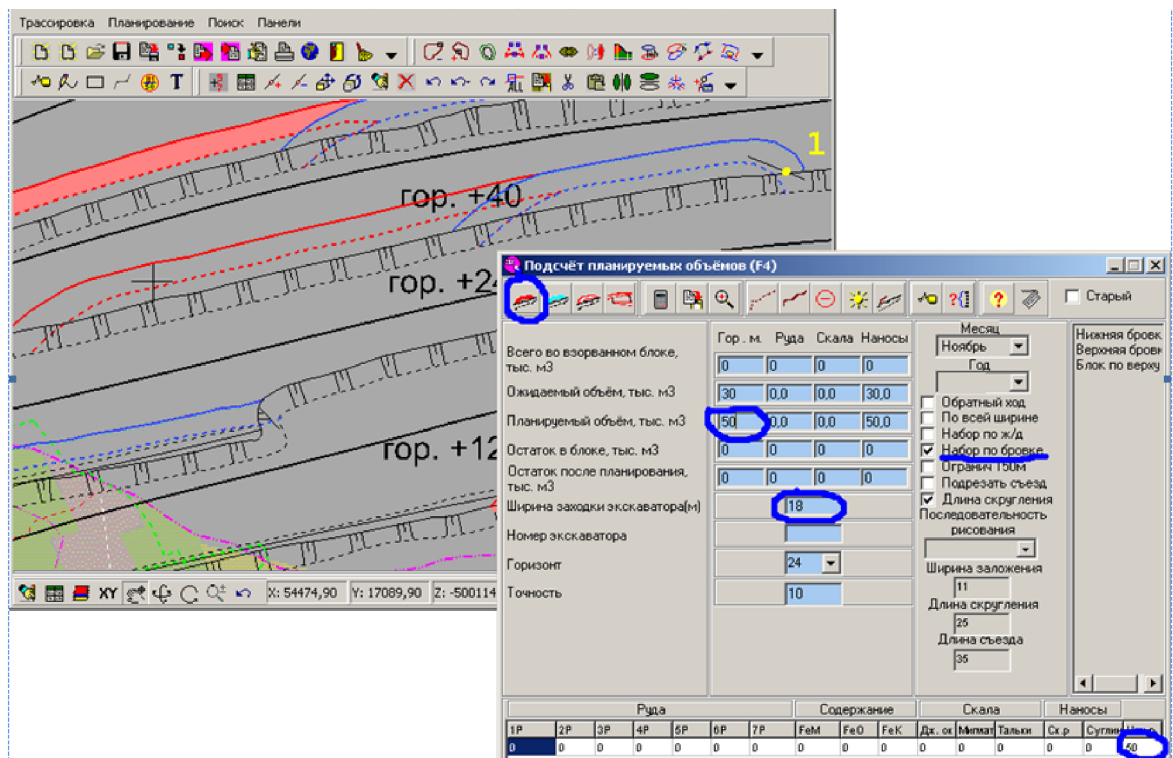


Рис. 2.10. Набірка об'ємів місячної програми гірничих робіт за допомогою ГІС

2. Побудова (розрахунок) екскаваторних заходок у відповідності до порядку переміщення фронту робіт уступів у плані.

3. Розрахунок об'ємів руди за сортами, які вилучаються, кількості металу в них та об'ємів розкривних порід при розробці кожної заходки.

4. Розрахунок параметрів для усіх елементів, включених до математичної моделі (розрахунок матриці коефіцієнтів при невідомих).

5. Пошук оптимального рішення вибраними математичними методами.

6. Графічне оформлення розрахованого плану.

Побудова послідовності відробки екскаваторного вибою починається з визначення кількості екскаваторних заходок по розвалу та положення заходок в межах контурів виймальних ділянок. Кількість заходок залежить від робочих параметрів екскаваторів та ширини розвалу.

При плануванні роботи екскаватора необхідними технологічними умовами виймання є:

- гірська маса в блоці повинна бути підірваною;
- можлива лише послідовна розробка блоку у напрямку заходки;
- до блоку повинен бути підведений вибійний шлях і створене його випередження за межею блоку.

Об'єми робіт та час їх проведення встановлюються з урахуванням можливих простоїв екскаватору в очікуванні завершення суміжних процесів. При плануванні перегону екскаватора встановлюються відстань перегону та необхідний для цього час, а також можливість суміщення в часі перегону екскаватора з улаштуванням автошляхів до вибою [108].

Схема розрахунку варіанту перегону екскаватора наступна:

1. На основі відомого місцеположення екскаватора та виймального блоку, до якого планується перегін цього екскаватора, встановлюється відстань перегону  $L_{пер}$ , м.

2. Розраховується час перегону екскаватора

$$t_{пер} = \frac{L_{пер}}{v_{пер}}, \text{ ГОД}, \quad (2.1)$$

де  $v_{пер}$  – середня швидкість перегону екскаватору, м/год (з урахуванням перемикання кабелю середня швидкість перегону  $v_{пер}=40-60$  м/год).

3. Перевіряється потреба у налаштуванні шляхів у тому блоці, куди планується перегін екскаватору, та можливість суміщення їх у часі, а також визначається час простоїв екскаватору в очікуванні завершення шляхових робіт.

Графік шляхових робіт складається з урахуванням послідовного їхнього виробництва у напрямку переміщення екскаватору від початку фронту робіт у бік тупику вибійного шляху.

На першому етапі при моделюванні розташування та порядку переміщення фронту робіт уступів необхідно враховувати напрямок виймання гірських порід у плані. Фронт робіт уступу поділяється на елементарні ділянки. Схема поділу залежить від порядку розвитку фронту та виду кар'єрного транспорту. При використанні автомобільного транспорту виділяються ділянки фронту довжиною

45-60 м, а іноді 15-20 м, що дорівнює ширині заходки. При застосуванні залізничного транспорту довжина елементарної ділянки фронту може дорівнювати довжині екскаваторного блоку. В якості прикладу, на рис. 2.11 показана схема однобортового поперечного розвитку фронту гірничих робіт.

Кар'єрне поле поділяється на прямокутні смуги (1, 2, 3, ...) за напрямком переміщення фронту, що виділяються від загальної лінії в основі ОО, що проводиться по неробочому борту кар'єру. Лінія фронту робіт кожного уступу формується з окремих відрізків, що розташовуються у вказаних прямокутних смугах. Положення лінії фронту на початок планового періоду визначається відстанями  $x'_{ik}, x'_{i-1,k}$  (де  $i, i-1$  – номери уступів,  $k$  – номер смуги), виміряними за довжиною смуги. У межах кожної смуги відрізок лінії фронту переміщується паралельно та дискретно з певним кроком, рівним, наприклад, ширині заходки. Таким чином формуються масиви заходок на кожній ділянці при переміщенні фронту робіт кожного уступу.

На другому етапі підрахунок об'ємів руди за типами та видами, основного та супутніх металів у руді та розкривних породах, що розробляються у кожній заходці та зростаючим підсумком, виконуються шляхом наближеного інтегрування. Для цього заходка розбивається на квадрати з малим розміром сторін. Потім визначають тип гірничої маси у центральній точці квадрату, вважаючи, що вона має ті самі характеристики, що й найближча інформаційна точка сітки.

На третьому етапі розраховуються параметри математичної моделі, яка містить групи вимог, що визначають технологічний порядок відробки заходок, завантаження гірничого та транспортного обладнання, умови виконання планового завдання з якості та кількості видобутої сировини та інші. Шуканими невідомими плану є величини переміщення кожної ділянки  $x_{ik}$ , м, фронту робіт уступу та тривалість роботи екскаватора на цих ділянках  $u_{ikr}$ , машино-змін, де  $i, k, r$  – відповідно номери горизонту, ділянки та екскаватору.

Наприклад, декількома способами можна як у ручному режимі, так і автоматично, спроектувати посування екскаваторних заходок різними способами (рис. 2.12).

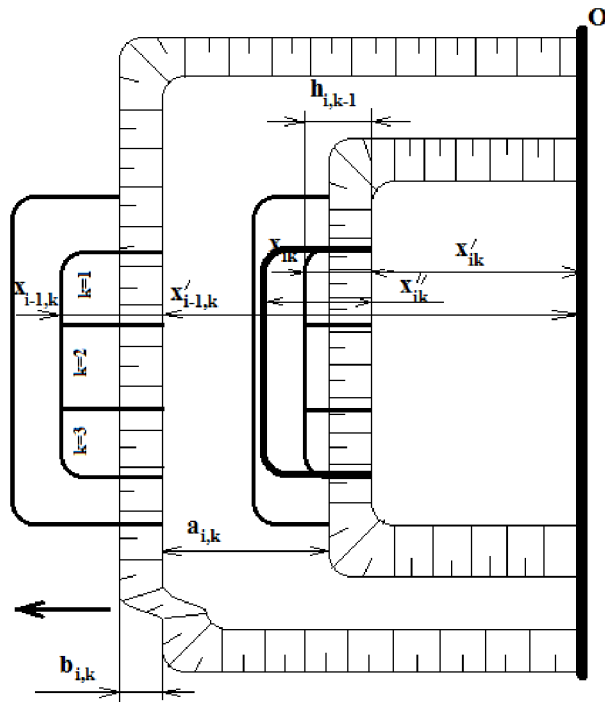


Рис. 2.11. Схема розрахунку посування фронту гірничих робіт уступів кар'єру

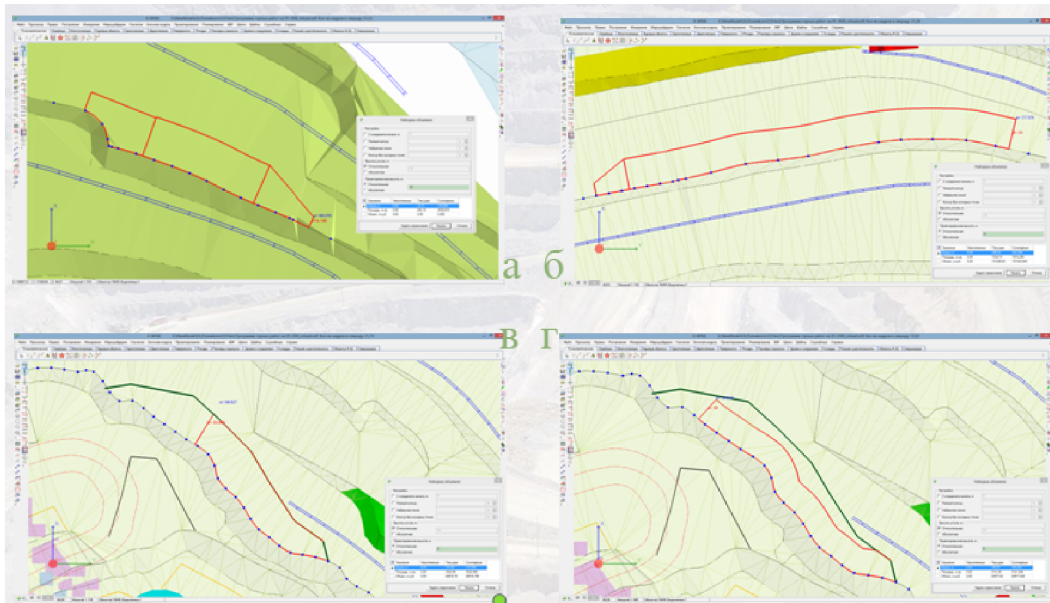


Рис. 2.12. Проектування посування екскаваторних заходок у ГІС: а - тупиковими заходками; б - повздовжніми заходками заданої ширини; в - по контуру підірваного блоку по усій ширині; г - множинними заходками

Критерій оптимальності варіанту плану виймально-вантажних робіт у конкретних умовах може бути різним. У більшості випадків, необхідно намагатись досягти максимальної продуктивності, особливо при використанні

потужних екскаваторів. При цьому в якості критерію оптимальності пропонується прийняти максимум об'ємів виймання та відвантаження гірничої маси, тобто

$$\sum_i \sum_k V_{iks}(x_{ik}) \rightarrow \max. \quad (2.2)$$

У моделі враховуються наступні умови:

1. Ширина робочих майданчиків уступів на кожній ділянці фронту повинна бути не менша за мінімальну

$$(x'_{ik} + x_{ik}) - (x'_{i+1,k} + x_{i+1,k}) \geq a_{ik}, \text{ м}, \quad (2.3)$$

де  $a_{ik}$  – мінімальна ширина робочого майданчику на  $k$ -й ділянці  $i$ -го горизонту, м.

2. Для забезпечення руху транспорту на уступах та розміщення з'їздів посування певної ділянки фронту нижчележачого уступу не повинно перевищувати посування суміжної ділянки фронту вищележачого уступу:

$$(x'_{ik} + x_{ik}) \geq (x'_{i+1,k+1} + x_{i+1,k+1}) + b_{i,k+1}, \text{ м} \quad (2.4)$$

$$(x'_{ik} + x_{ik}) \geq (x'_{i+1,k-1} + x_{i+1,k-1}) + b_{i,k-1}, \text{ м} \quad (2.5)$$

де  $b_{i,k+1}$ ,  $b_{i,k-1}$  – мінімальне випередження фронту  $i$ -го уступу на  $k+1$ -ій та  $k-1$ -ій ділянках відносно фронту нижчележачого  $i+1$ -го уступу на суміжній  $k$ -ій ділянці, м.

3. Забезпечення плавної лінії фронту уступу (при спряженні ділянок) досягається задоволенням нерівностей:

$$(x'_{ik} + x_{ik}) \leq (x'_{i,k+1} + x_{i,k+1}) + h_{i,k+1}, \text{ м} \quad (2.6)$$

$$(x'_{ik} + x_{ik}) \leq (x'_{i,k-1} + x_{i,k-1}) + h_{i,k-1}, \text{ м} \quad (2.7)$$

де  $h_{i,k+1}$ ,  $h_{i,k-1}$  – мінімальне випередження лінії фронту  $i$ -го уступу на  $k$ -й ділянці відносно суміжних  $k+1$ -ї та  $k-1$ -ї ділянок, м.

4. Переміщення фронту робіт уступу за плановий період обмежується максимально можливою швидкістю посування фронту або положенням граничних контурів кар'єру для верхніх горизонтів:

$$0 \leq x_{ik} \leq x''_{ik}, \text{ м}, \quad (2.8)$$

де  $x''_{ik}$  - максимально можливе переміщення фронту робіт  $i$ -го уступу на  $k$ -й ділянці, м.

5. Технологічний порядок виймання елементарних блоків по заходках екскаватора описується наступними умовами:

$$x_{ijs} = \begin{cases} = 0, \text{ якщо } x_{i,j-1,s} < V_{i,j-1,s}, \\ \geq 0, \text{ якщо } x_{i,j-1,s} = V_{i,j-1,s}, \end{cases} \quad (2.9)$$

$$x_{ijs} = \begin{cases} = 0, \text{ якщо } x_{i,j,s-1} < V_{i,j,s-1}, \\ \geq 0, \text{ якщо } x_{i,j,s-1} = V_{i,j,s-1}, \end{cases} \quad (2.10)$$

де  $s$  – номер екскаваторної заходки.

6. Виконання вимог до виймання гірничої маси кожного типу в заданих об'ємах та до якості руди, що видобувається, виражається нерівностями:

$$A_s + \Delta_s \geq \sum_i \sum_k V_{iks}(x_{ik}) \geq A_s - \Delta_s, \text{ м}^3, \quad (2.11)$$

$$\alpha_{st} - \delta_{st} \leq \frac{\sum_i \sum_k \overline{M_{ikst}}(x_{ik})}{\sum_i \sum_k V_{iks}(x_{ik})} \leq \alpha_{st} + \delta_{st}, \%, \quad (2.12)$$

де  $V_{iks}(x_{ik})$  – об'єм гірничої маси  $s$ -го типу, що розробляється на  $k$ -й ділянці  $i$ -го горизонту,  $\text{м}^3$ , який залежить від величини переміщення фронту  $x_{ik}$ ;  $\overline{M_{ikst}}$  – кількість  $i$ -го металу в об'ємі рудної маси  $V_{iks}$ , т;  $A_s$  та  $\Delta_s$  – відповідно план-завдання з виймання  $s$ -го типу гірничої маси та припустиме відхилення від плану,  $\text{м}^3$ ;  $\alpha_{st}$  та  $\delta_{st}$  – відповідно плановий вміст  $t$ -го металу у руді  $s$ -го типу та його припустиме відхилення від плану, %.

7. Об'єм гірничої маси на кожному кроці переміщення фронту  $V_{iks}$  може складатись із підірваної (обуреної) породи  $V_{iks \text{ в}}$  та породи, підготовленої до буріння  $V_{iks \text{ п}}$  (необуреної),

$$V_{iks}(x_{ik}) = V_{iks \text{ в}}(x_{ik}) + V_{iks \text{ п}}(x_{ik}). \quad (2.13)$$

За умовами забезпечення екскаваторів потрібними запасами підірваної породи частка необуреної гірничої маси, що входить до плану виймально-вантажних робіт, повинна бути не менше певної величини  $\omega_{\text{п}}$ . Таким чином, при складанні плану у розрахунок приймається тільки та частина об'єму гірничої маси, що розробляється на кожному кроці переміщення фронту, яка задовольняє умові

$$V_{iks}(x_{ik}) = V_{iks \text{ в}}(x_{ik}) + \omega_{\text{п}} \cdot V_{iks \text{ п}}(x_{ik}). \quad (2.14)$$

8. Об'єм роботи кожного екскаватору визначається з урахуванням його фонду робочого часу та експлуатаційної продуктивності у конкретних гірничотехнічних умовах:



$$\sum_{k \in Z_r} \sum_s V_{iks}(x_{ik}) = \sum_s \sum_{k \in Z_r} Q_{ikrs} y_{ikr}, \text{ м}^3/\text{міс}, \quad (2.15)$$

де  $Q_{ikrs}$  – змінна продуктивність (норма виробки)  $r$ -го екскаватору при вийманні  $s$ -го типу гірничої маси на  $k$ -й ділянці  $i$ -го горизонту,  $\text{м}^3/\text{зміну}$ ;  $y_{ikr}$  – тривалість роботи  $r$ -го екскаватору на  $k$ -ій ділянці  $i$ -го горизонту, машино-змін;  $Z_r$  – множина ділянок фронту, де можлива робота  $r$ -го екскаватору.

9. Сумарна тривалість роботи кожного екскаватору на різних ділянках фронту уступу не повинна перевищувати планового часу його роботи:

$$\sum_{k \in Z_r} y_{ikr} \leq T_r, \text{ машино-змін/міс}; \quad (2.16)$$

$$y_{ikr} \geq 0, \text{ машино-змін}, \quad (2.17)$$

де  $T_r$  – плановий час роботи  $r$ -го екскаватору, машино-змін/міс.

10. При встановленні об'ємів виймально-навантажувальних робіт на кожному горизонті повинен враховуватись максимально можливий об'єм перевезень, який може виконати кар'єрний транспорт за плановий період,

$$\sum_i \sum_k \sum_s V_{iks}(x_{ik}) l_{iks} \gamma_s \leq A_{mp}, \text{ т} \cdot \text{км}/\text{міс}, \quad (2.18)$$

де  $l_{iks}$  – відстань транспортування гірничої маси  $s$ -го типу з  $k$ -ї ділянки  $i$ -го горизонту, км;  $\gamma_s$  – густина гірничої маси  $s$ -го типу,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;  $A_{mp}$  – максимально можливий об'єм перевезень кар'єрним транспортом,  $\text{т} \cdot \text{км}/\text{міс}$ .

Таким чином, запропонована математична модель планування гірничих робіт дозволяє враховувати напрямок виймання гірських порід, проводити підрахунок об'ємів руди за типами та видами, основного та супутніх металів у руді та розкривних породах, що розробляються, завантаження гірничого та транспортного обладнання, умови виконання планового завдання з якості та кількості видобутої сировини.

2.3. Дослідження організаційних факторів методики оперативного планування гірничих робіт

При складанні варіантів розташування вантажного обладнання на уступах кар'єру постає питання про раціональну організацію планування переїзду екскаваторів між тими виймальними блоками, які призначені йому до відробки. Розглянемо ситуацію, коли можливі місця розташування екскаватору протягом

одного місяця не впливають на технологічний ланцюг гірничотранспортних робіт. Тобто варіанти переїзду певних екскаваторів не залежать від транспортного забезпечення гірничих робіт, від вимог послідовної відробки уступів, енергетичного забезпечення тощо.

На рис. 2.8 наведено приклад сукупності блоків відробки екскаватору (№44) протягом місяця. Як правило, при місячному плануванні більшість екскаваторів протягом наступного місяця планують працювати відразу на декількох блоках, причому вони можуть бути як рудні, так і розкривні, тому для переліку можливих місць роботи екскаваторів є декілька комбінацій їхніх розстановок. Наприклад, екскаватор 44 з початку місяця (рис.2.13) працюватиме на блоці гор.-78 м, відробляючи блок із рудою  $K_2^3$  загальним об'ємом 25 тис.м<sup>3</sup>. Після чого екскаватор повинен відробити блок на гор.-70 м з рудою  $K_2^3$  об'ємом 70 тис.м<sup>3</sup> та скельні породи об'ємом 5 тис.м<sup>3</sup>. Тобто, після гор.-78 м екскаватор 44 може розпочати відробляти руду  $K_2^3$  і потім скелю, а можливо, навпаки, спочатку скелю і потім руду  $K_2^3$ . Потім екскаватор переїде на гор.-250 м для відвантаження 20 тис.м<sup>3</sup> руди  $K_2^2$  та 30 тис.м<sup>3</sup> скали.

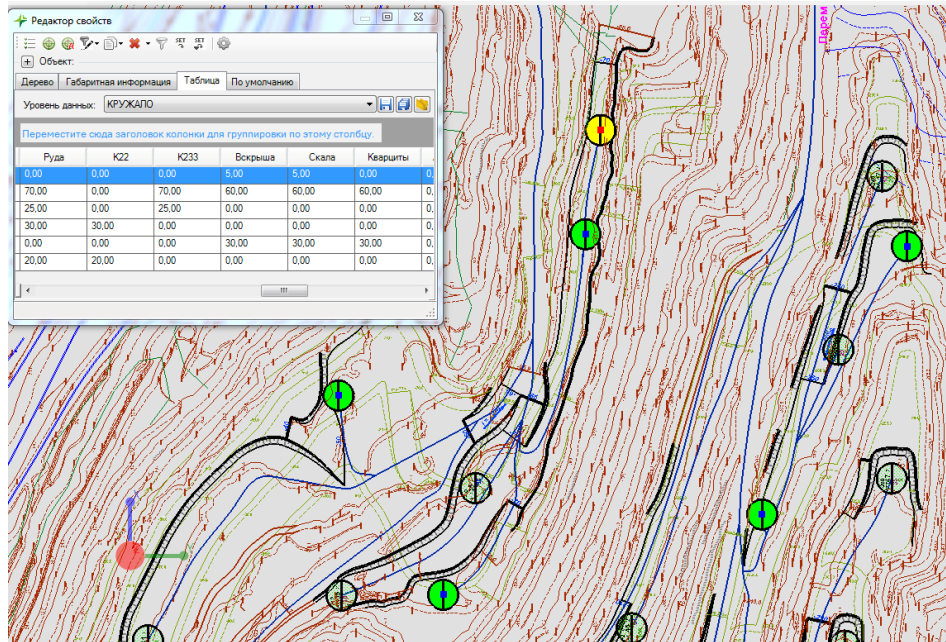


Рис. 2.13. Сукупність блоків відробки екскаватору (№44) протягом місяця

Отже, для екскаватору 44 маємо 4 варіанти його переміщень протягом місяця

- 1) 78→70( $K_2^3$ )→70(скеля)→250( $K_2^2$ )→250(скеля),
- 2) 78→70( $K_2^3$ )→70(скеля)→250(скеля)→250( $K_2^2$ ), або

3)  $78 \rightarrow 70(\text{скеля}) \rightarrow 70(K_2^3Z) \rightarrow 250(K_2^2) \rightarrow 250(\text{скеля}),$

4)  $78 \rightarrow 70(\text{скеля}) \rightarrow 70(K_2^3Z) \rightarrow 250(\text{скеля}) \rightarrow 250(K_2^2).$

Проаналізувавши аналогічно усі інші екскаватори та перемноживши отримані кількості варіантів для усіх екскаваторів, отримаємо  $2 \cdot 3 \cdot 3 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 3 \cdot 4 = 3456$  варіантів формування режиму роботу кар'єру на місяць. Ситуації можливої варіативності переїзду екскаваторів між блоками протягом місяця трапляються постійно при формуванні місячних програм гірничих робіт, а також всередині місяця при аналізі фактичних гірничих ситуацій, тому виникає потреба у розробці методології визначення переміщень екскаваторів кар'єру між різними блоками протягом місяця. Щоб не загроможувати розрахунки великими розмірностями, сформуємо тестовий варіант гірничої ситуації на кар'єрі. Припустимо, що потрібно визначити оптимальний варіант переміщень однотипних екскаваторів за наступними даними, представленими у табл. 2.1-2.3.

Як бачимо із даних табл. 2.1, об'єм гірничої маси від кожного екскаватора на місяць складає 120 тис. т. Для спрощення вважаємо, що місяць складатиметься із 30 робочих днів, тоді кожного дня кожен екскаватор матиме планову добову продуктивність у 4 тис. т. Загальний об'єм руди  $K_2^2$  на місяць складе 150 тис. т (5 тис. т щодня), руди  $K_2^3Z$  – 90 тис. т (3 тис. т щодня), розкриття – 240 тис. т (8 тис. т щодня).

Якщо вручну, без використання математичних моделей оперативного планування, розподілити наведені місячні об'єми між пунктами розвантаження, то отримаємо наступні показники його роботи:

- середньозважена відстань транспортування гірничої маси - 5830 м;
- середнє значення  $K_2^2$  магнітне - 27,95%;
- середнє значення  $K_2^2$  у концентраті - 66,75%;
- середнє значення  $K_2^3Z$  магнітне - 19,2%;
- середнє значення  $K_2^3Z$  у концентраті - 58,27%;
- значення цільової функції – вартості перевезення гірничої маси – 2798832 у.о.;

-кількість металу у видобутій руді – 38,054 тис. т/місяць або 1,268 тис. т/щодня.

Таблиця 2.1

## Дані про екскаваторні блоки

Екскаватор	Горизонт	Вид породи	Об'єм, тис. т	Вміст заліза магн.	Вміст заліза конц.	Позначення
11	-270	розкриття	120			11
12	-210	K <sub>2</sub> <sup>3</sup> 3	10	15	62,8	12 <sub>0</sub>
12	-210	K <sub>2</sub> <sup>2</sup>	60	29	65,8	12 <sub>1</sub>
12	-210	розкриття	50			12 <sub>2</sub>
23	-126	K <sub>2</sub> <sup>2</sup>	40	27,3	68,1	23 <sub>0</sub>
23	-126	K <sub>2</sub> <sup>3</sup> 3	20	19,5	58	23 <sub>1</sub>
23	-114	K <sub>2</sub> <sup>2</sup>	30	27,5	68	23 <sub>2</sub>
23	-114	K <sub>2</sub> <sup>3</sup> 3	30	20,4	55	23 <sub>3</sub>
24	-270	розкриття	30			24 <sub>0</sub>
24	-260	розкриття	40			24 <sub>1</sub>
24	-250	K <sub>2</sub> <sup>2</sup>	20	26,8	66	24 <sub>2</sub>
24	-250	K <sub>2</sub> <sup>3</sup> 3	30	19,2	60,2	24 <sub>3</sub>

Таблиця 2.2

## Дані про пункти розвантаження

Назва	Вид породи	Об'єм, тис. т	Вміст заліза магн.	Вміст заліза конц.
ПП2	K <sub>2</sub> <sup>2</sup>	50	28,46	67,89
ПП8	K <sub>2</sub> <sup>2</sup>	50	28,3	68
ПП22	K <sub>2</sub> <sup>2</sup>	50	28,26	68,17
ПП32	K <sub>2</sub> <sup>3</sup> 3	45	18,61	58,98
ПП6	K <sub>2</sub> <sup>3</sup> 3	45	18,8	59
АО Захід 1	розкриття	400	-	-
АО Захід 3	розкриття	400	-	-

Таблиця 2.3

## Відстані між екскаваторами та пунктами розвантаження, м

Екскаватор/ ПР	ПП2	ПП8	ПП22	ПП32	ПП6	АО Захід 1	АО Захід 3
11	-	-	-	-	-	6845	6827
12	5403	5407	4921	5374	3168	6722	6703
23/-126	5150	5154	4669	4572	2366	-	-
23/-114	5582	5585	5100	5004	2798	-	-
24/-270	-	-	-	-	-	6934	6916
24/-260	-	-	-	-	-	6804	6785
24/-250	5838	5841	5356	5809	3603	-	-

Проаналізуємо можливі варіанти переміщень екскаватора протягом місяця:

1. Екскаватор 11 весь місяць працює на блоці на гор.-270 м, відвантажуючи розкриття, щодня його планова продуктивність складатиме 4 тис. т.

2. Екскаватор 12 на початку місяця працює на блоці на гор.-210 м, відвантажуючи руду  $K_2^3$  об'ємом 10 тис. т. При продуктивності 4 тис. т на добу, цей блок він відпрацює за 2,5 доби, після чого може переїхати на будь-який з двох інших планових блоків. Тобто, для екскаватора 12 можливі варіанти переїздів  $12_0 \rightarrow 12_1 \rightarrow 12_2$  або  $12_0 \rightarrow 12_2 \rightarrow 12_1$ , усього 2 можливі варіанти.

3. Екскаватор 23 на початку місяця відвантажує руду  $K_2^2$  з блоку об'ємом 40 тис.т на гор.-126 м. Без аварійних ремонтів він працюватиме на цьому блоці 10 діб, після чого може переїхати до будь-якого із трьох інших блоків. Вважатимемо, що після переїзду на гор.-114 м (до блоків  $23_2$  або  $23_3$ ) потрібно буде відробити послідовно обидва блоки цього горизонту. Тобто після блоку  $23_2$  екскаватор може переїхати тільки до блоку  $23_3$  (якщо він ще не відроблений), а після  $23_3$  – до блоку  $23_2$  (за тієї ж умови). Тоді для екскаватора 23 маємо наступні варіанти переїздів протягом місяця:

- $23_0 \rightarrow 23_1 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_3$ ;

- $23_0 \rightarrow 23_1 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_2$ ;

- $23_0 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_1$ ;

- $23_0 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_1$ .

4. Екскаватор 24 має схожу технологічну ситуацію з екскаватором 23. Спочатку він відроблятиме блок гор.-270 м із розкриттям об'ємом 30 тис. т, за планової продуктивності 4 тис. т/добу це вимагатиме 7,5 діб. Потім може переїхати до будь-якого іншого з трьох блоків. Але якщо екскаватор опиниться на одному з блоків гор.-250 м, то повинен буде відробити обидва. Тобто потрібно проаналізувати наступні варіанти переїздів екскаватора 24 протягом місяця:

- $24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_3$ ;

- $24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_2$ ;

- $24_0 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_1$ ;

- $24_0 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_1$ .

У результаті такого попереднього аналізу виявляємо, що загальна кількість можливих комбінацій варіантів переїзду екскаваторів складає  $1 \cdot 2 \cdot 4 \cdot 4 = 32$  варіанти. Звичайно, таку кількість варіантів можна проаналізувати простим перебором, але пам'ятаємо, що приклад, який розглядається, лише тестовий, і мета його розгляду – сформулювати принципи моделі зв'язку поточного (місячне планування) та оперативного планування (тижнево-добове планування).

Проаналізуємо, яким чином для кожного з варіантів забезпечуватимуться планові показники об'ємів руди  $K_2^2$  і  $K_2^3$  на пунктах розвантаження, тобто кількість руди, що надійде на подальшу переробку. Такий аналіз для руди  $K_2^2$  представлений на рис. 2.14, де кожній комбінації варіантів відповідає два рядки. У першому рядку вказана кількість добових порцій руди, що можуть відвантажити екскаватори. Наприклад, для першої комбінації ( $12_0 \rightarrow 12_1 \rightarrow 12_2$ ,  $23_0 \rightarrow 23_1 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_3$ ,  $24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_3$ ) у перший день роботи руду  $K_2^2$  відвантажує лише екскаватор 23, тому лише 1 порція руди у 4 тис. т надійде протягом цієї доби на пункти розвантаження. Пам'ятаємо, що добова потреба пунктів розвантаження складає 5 тис. т або 1,25 порцій від екскаваторів. У другому рядку для кожної комбінації варіантів розраховане відхилення об'ємів руди, що надійшли на пункти розвантаження від першого дня місяця до поточного (сумарно). Наприклад, для першої комбінації у першу добу спостерігаємо дефіцит у 0,25 порцій руди (1 тис. т), у другу – дефіцит у 0,5 порцій (2 тис. т), а вже у четверту добу маємо надлишок руди у 0,5 порцій руди тощо. Усі варіанти комбінацій на тридцять добу місяця мають нульове відхилення об'ємів руди від екскаваторів та на пунктах розвантаження, але всі комбінації характеризуються різними значеннями найбільшого дефіциту продуктивності екскаваторів, найбільшого надлишку та сумарного значення модулів відхилень. Для того самого першого варіанту комбінацій найбільший дефіцит складе 0,5 порцій, надлишок – 9,5 порцій, а сума модулів відхилень за усі дні місяця дорівнює 22,5 порцій руди.



екскаваторів DA – розрахунковий, характеризує динамічність режиму роботи кар'єру з точки зору забезпечення планових значень об'ємів руди.

Задавшись значенням  $S=1,5$  та  $E=6$ , відберемо із 32 варіантів комбінацій лише 5:

№2:  $12_0 \rightarrow 12_1 \rightarrow 12_2, 23_0 \rightarrow 23_1 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_3, 24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_2$ ;

№5:  $12_0 \rightarrow 12_1 \rightarrow 12_2, 23_0 \rightarrow 23_1 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_2, 24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_3$ ;

№8:  $12_0 \rightarrow 12_1 \rightarrow 12_2, 23_0 \rightarrow 23_1 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_2, 24_0 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_1$ ;

№14:  $12_0 \rightarrow 12_1 \rightarrow 12_2, 23_0 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_1, 24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_2$ ;

№27:  $12_0 \rightarrow 12_2 \rightarrow 12_1, 23_0 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_1, 24_0 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_1$ .

Аналогічний аналіз проведемо для руди  $K_2^3Z$ . Задавшись  $S=5$  та  $E=0,5$ , залишиться лише 6 комбінацій:

№5:  $12_0 \rightarrow 12_1 \rightarrow 12_2, 23_0 \rightarrow 23_1 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_2, 24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_3$ ;

№12:  $12_0 \rightarrow 12_1 \rightarrow 12_2, 23_0 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_1, 24_0 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_1$ ;

№14:  $12_0 \rightarrow 12_1 \rightarrow 12_2, 23_0 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_1, 24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_2$ ;

№21:  $12_0 \rightarrow 12_2 \rightarrow 12_1, 23_0 \rightarrow 23_1 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_2, 24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_3$ ;

№28:  $12_0 \rightarrow 12_2 \rightarrow 12_1, 23_0 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_1, 24_0 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_2 \rightarrow 24_1$ ;

№30:  $12_0 \rightarrow 12_2 \rightarrow 12_1, 23_0 \rightarrow 23_3 \rightarrow 23_2 \rightarrow 23_1, 24_0 \rightarrow 24_1 \rightarrow 24_3 \rightarrow 24_2$ .

Як бачимо, спільних припустимих комбінацій для обох видів руд лише дві: №5 і №14. При цьому комбінації №12, №21 і №30, відібрані при аналізі руди  $K_2^3Z$ , мають надто великі значення  $S$  та  $E$  для руди  $K_2^2$ : 13, -8,75 та -9,25 відповідно, тому вони виключаються із розгляду. Для залишених комбінацій 2, 5, 8, 14, 27 та 28 проведемо більш докладний аналіз можливих щоденних розподілів вантажопотоків для визначення показників якості отриманої шихти руд та вартості транспортування усієї гірничої маси на кар'єрі (табл. 2.4). Для кожного дня за допомогою моделі лінійного програмування [44] проводимо розподіл вантажопотоків на кар'єрі між екскаваторами та пунктами розвантаження, визначаючи при цьому середньозважену відстань  $L$  та загальну кількість металу у видобутій руді  $M$ .



Таблиця 2.4

Середньозважені відстані транспортування L та кількість металу у відвантаженій руді M за днями планування для різних комбінацій переїздів екскаваторів

Дні місяця/№ комбінації	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
2 L	5578	5578	5689	5923	5923	5923	5923	5907	5891	5891	5638	5638	5638	5638	5638
M	1,12	1,12	1,31	1,507	1,507	1,507	1,507	1,507	1,507	1,507	1,216	1,216	1,216	1,216	1,216
5 L	5578	5578	5661	5999	5999	5999	5999	5983	5983	5983	5797	5797	5797	5797	5797
M	1,12	1,12	1,31	1,507	1,507	1,507	1,507	1,507	1,507	1,507	1,216	1,216	1,216	1,216	1,216
8 L	5578	5578	5661	5923	5923	5923	5923	5810	5097	5097	4429	4429	4429	4429	4429
M	1,12	1,12	1,31	1,507	1,507	1,507	1,507	1,738	1,969	1,969	1,678	1,678	1,678	1,678	1,678
14 L	5578	5578	5661	5923	5923	5923	5923	5983	5983	5983	5378	5378	5378	5378	5378
M	1,12	1,12	1,31	1,507	1,507	1,507	1,507	1,507	1,507	1,507	1,212	1,212	1,212	1,212	1,212
27 L	5578	5578	5842	6278	6278	6278	6278	6082	5916	5916	6087	6087	6146	6214	6214
M	1,12	1,12	0,93	0,743	0,743	0,743	0,743	1,097	1,451	1,451	1,456	1,456	1,333	1,21	1,21
28 L	5578	5578	5842	6278	6278	6278	6278	6201	6063	6063	6174	6174	6174	6174	6174
M	1,12	1,12	0,93	0,743	0,743	0,743	0,743	0,975	1,206	1,206	1,21	1,21	1,21	1,21	1,21

Продовження табл. 2.4.

16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	
5966	5966	5889	5634	5634	5634	5634	5656	6086	6086	5495	5495	5495	5495	5495	5735,9
1,511	1,511	1,361	1,21	1,21	1,21	1,21	1,061	0,911	0,911	1,156	1,156	1,156	1,156	1,156	1,269
5905	5905	5896	5909	5909	5909	5909	6041	6174	6174	6174	6174	6174	6174	6174	5944,9
1,212	1,212	1,184	1,156	1,156	1,156	1,156	1,183	1,21	1,21	1,21	1,21	1,21	1,21	1,21	1,2689
5002	5002	5165	5357	5357	5783	5783	6505	6505	6505	6505	6505	6505	6505	6505	5604,9
1,92	1,92	1,538	1,156	1,156	0,489	0,489	0,748	0,748	0,748	0,748	0,748	0,748	0,748	0,748	1,2767
5378	5378	5523	5687	5687	5687	5687	5687	5687	5687	5314	5314	5314	5314	5314	5600,2
1,212	1,212	1,211	1,21	1,21	1,21	1,21	1,21	1,21	1,21	1,16	1,16	1,16	1,16	1,16	1,2689
5829	5829	5755	5701	5701	5945	5945	5945	5945	5945	5837	5837	5837	5837	5837	5949,9
1,973	1,973	1,824	1,674	1,674	1,212	1,212	1,212	1,212	1,212	1,216	1,216	1,216	1,216	1,216	1,2689
5726	5726	5658	5584	5584	5884	5884	5884	5884	5884	5776	5776	5776	5776	5776	5929,5
2,219	2,219	2,069	1,92	1,92	1,212	1,212	1,212	1,212	1,212	1,216	1,216	1,216	1,216	1,216	1,2689

Якщо розрахувати коливальність K (суму середньоквадратичних відхилень) якісного показника M для шістьох комбінацій варіантів переїздів, отримаємо наступні дані: для комбінації 2 –  $K=0,9599$  (при  $L=5736$ ), для 5 –  $K=0,5535$  (при  $L=5945$ ), для 8 –  $K=6,6413$  (при  $L=5605$ ), для 14 –  $K=0,5528$  (при  $L=5600$ ), для 27 –  $K=3,0991$  (при  $L=5950$ ), для 28 –  $K=4,6993$  (при  $L=5930$ ). Таким чином, найкращою комбінацією варіантів за обома показниками можна вважати комбінацію №14 з найменшим значенням дальності транспортування та найменшим значенням коливальності якісного показника. Звичайно, такої

ситуації, коли одна альтернатива (комбінація №14) переважає за обома показниками усі інші (тобто є домінуючою) може не скластись, і тоді доведеться обирати компромісну (ефективну) альтернативу за додатковими показниками за допомогою комбінаторних методів.

Комбінаторні методи базуються на кінцевості варіантів розв'язку задач дискретного програмування. Основна ідея цих методів полягає у заміні повного перебору варіантів направленим частковим перебором. Одним із основних та найбільш універсальних методів із комбінаторної групи є метод гілок та границь [44]. Цей метод полягає у покроковому розбитті усієї множини варіантів на низку підмножин з їхньою оцінкою. Розв'яжемо задачу організації переїздів екскаваторів за допомогою методу гілок та границь.

1. Всю початкову множину варіантів розбиваємо на низку підмножин в залежності від значень критеріальних показників. На першому етапі такими показниками можуть бути показники S, E та DA. Якщо усю множину варіантів позначити G, то результат першого кроку можна представити орієнтованим графом у вигляді дерева (рис. 2.15). Як зазначено вище, на першому кроці отримуємо шість підмножин варіантів (комбінації №2, 5, 8, 14, 27, 28). Аналізуємо структуру отриманої множини.

$$G_i^{(1)} = \{G_2^{(1)}, G_5^{(1)}, G_8^{(1)}, G_{14}^{(1)}, G_{27}^{(1)}, G_{28}^{(1)}\}.$$

У табл. 2.5 наведені номери блоків, які відробляють екскаватори після першого переїзду.

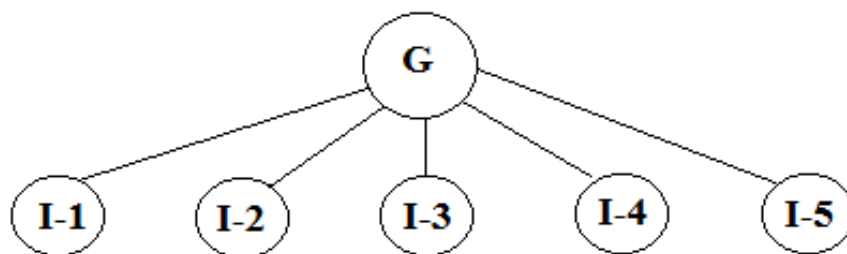


Рис. 2.15. Перший крок розв'язання задачі методом гілок та границь

Таблиця 2.5

## Розташування екскаваторів після першого переїзду

№ екскаватора/ № комбінації	11	12	23	24
2 (I-1)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>1</sub>	23 <sub>1</sub>	24 <sub>1</sub>
5 (I-1)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>1</sub>	23 <sub>1</sub>	24 <sub>1</sub>
8 (I-2)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>1</sub>	23 <sub>1</sub>	24 <sub>3</sub>
14 (I-3)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>1</sub>	23 <sub>3</sub>	24 <sub>1</sub>
27 (I-4)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>2</sub>	23 <sub>2</sub>	24 <sub>2</sub>
28 (I-5)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>2</sub>	23 <sub>2</sub>	24 <sub>3</sub>

Комбінації 2 та 5 мають однакове положення екскаваторів після першого переїзду (позначимо їх I-1, тобто перший крок I, перший варіант групування екскаваторів 1), тому на першому кроці залишаємо п'ять оцінюваних варіантів (перераховані у табл. 2.5), які на другому етапі перетворяться на наступні, представлені у табл. 2.6 та на рис. 2.16.

Таблиця 2.6

## Розташування екскаваторів після другого переїзду

№ екскаватора/№ комбінації	11	12	23	24
2 (II-6)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>1</sub>	23 <sub>1</sub>	24 <sub>1</sub>
5 (II-7)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>1</sub>	23 <sub>1</sub>	24 <sub>1</sub>
8 (II-8)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>1</sub>	23 <sub>1</sub>	24 <sub>3</sub>
14 (II-9)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>1</sub>	23 <sub>3</sub>	24 <sub>1</sub>
27 (II-10)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>2</sub>	23 <sub>2</sub>	24 <sub>2</sub>
28 (II-11)	11 <sub>0</sub>	12 <sub>2</sub>	23 <sub>2</sub>	24 <sub>3</sub>

2. Виділені підмножини оцінюються, для чого за кожною підмножиною обчислюють оцінку критерію оптимальності  $f(G_i^{(1)})$ . Обчислення оцінки, як і розбиття множини варіантів на підмножини залежить від конкретних умов задачі. Якщо на кар'єрі може скластись ситуація, коли неможливо виконати завдання з якості, то намагаються переходити до іншого критерію, виходячи із гірничо-технологічної ситуації.

Перший переїзд усіх екскаваторів здійсниться після 8 робочої доби. Сумарне квадратичне відхилення металу у видобутій руді (тобто оцінка критерію оптимальності варіантів) за цей час представлено на рис. 2.17.

3. Вибір перспективної підмножини та подальше гілкування від неї. Перспективною є підмножина з найменшою оцінкою. Множини I-1 та I-3 мають

найменші оцінки (0,893), тому подальше гілкування ведемо від них. На другому кроці виділені три нові підмножини П-6, П-7, П-9 (рис. 2.18).

4. Для нових вершин обчислюють оцінки і порівнюють їх. Другий переїзд екскаваторів завершиться після 18 доби роботи. На цей час середньоквадратичне відхилення металу у руді за новими підмножинами складе значення, представлені на рис. 2.14.

5. Вибирають варіант із найменшою оцінкою і подальше гілкування ведуть від нього. Найкращі оцінки мають варіанти П-7 та П-9, що відповідають комбінаціям №5 та №14. Краще значення (1,775) відповідає комбінації №5. Але слід відзначити, що значення металу у видобутій руді для комбінацій №5 та №14 відрізняються дуже незначно (для №5 – 11,09; 12,7 та 14,28 для трьох етапів переїзду екскаваторів; для №14 – 11,09; 12,71 та 14,27), тому можемо вважати ці комбінації рівнозначними за показником коливальності якості.

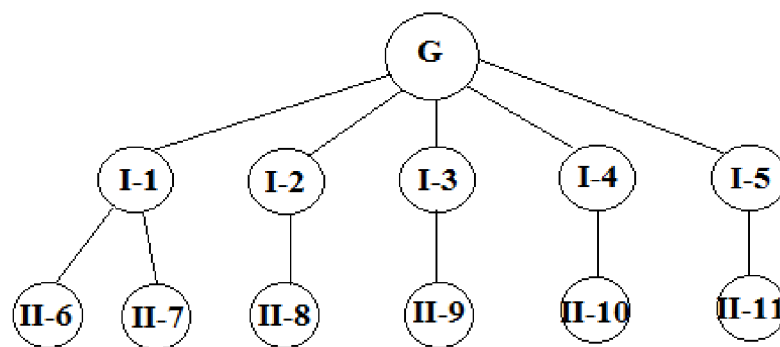


Рис. 2.16. Другий крок розв'язання задачі методом гілок та границь

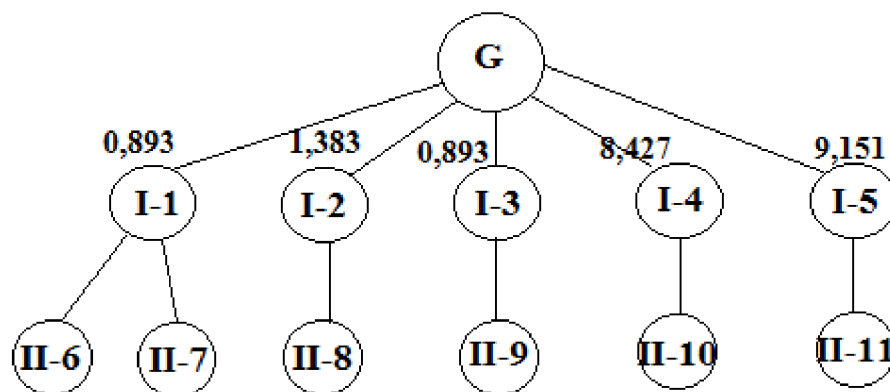


Рис. 2.17. Етапи розв'язання задачі методом гілок та границь

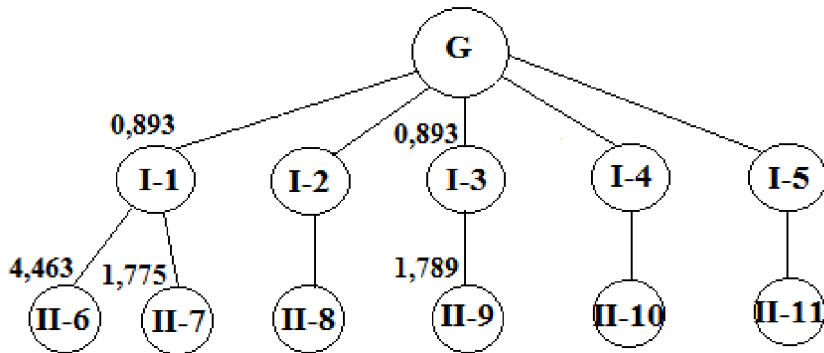


Рис. 2.18. Етапи розв'язання задачі методом гілок та границь

Таким чином, застосування запропонованої методики організації переїзду екскаваторів між запланованими блоками на кар'єрі зменшить коливальність об'ємних та якісних показників на пунктах розвантаження за рахунок використання обґрунтованих методів попередньої оцінки варіантів переїздів та подальшої їх оптимізації.

2.4. Технологічне обґрунтування оперативного планування динаміки робочої зони кар'єру для вибору раціональних параметрів відробки екскаваторних вибоїв

Найбільше застосування у практиці сучасних залізрудних кар'єрів набули торцеві вибої або їх різновиди – траншейні вибої. У результаті переміщення вибоїв у межах певної ділянки розвалу або масиву уступу послідовно відробляються породні смуги (заходки). За розташуванням відносно фронту робіт уступу заходки поділяють на повздовжні (орієнтовані вздовж фронту робіт уступу), поперечні (направлені вхрест фронту) та діагональні (орієнтовані у проміжному напрямку).

Відомо, що за шириною заходки поділяють на нормальні, вузькі та широкі [24, 46]. У нормальних заходках виймання породи проводиться при постійному положенні осі руху виймальних машин за довжиною заходки та максимальному використанні їхніх робочих параметрів. Наприклад, при торцевому вибої ця ширина дорівнює  $(1,5-1,7)R_{ч.у.}$  – радіуса черпання механічних лопат, а при повздовжньому вибої – максимальній товщині одного або декількох шарів виймання. Ширина блоку панелі залежить від робочих параметрів екскаваторів,

геометричних характеристик вибоїв у просторі та схем установки автосамоскидів під навантаження.

Фактичні конфігурації (площинні та об'ємні) виймальних блоків мають конфігурації, які складно класифікувати як правильні.

Розглянемо наступні конфігурації блоків:

1. У площині:

-наближені до прямокутної (рис. 2.19),

-типові для траншейного блоку та майже довільні (рис. 2.20),

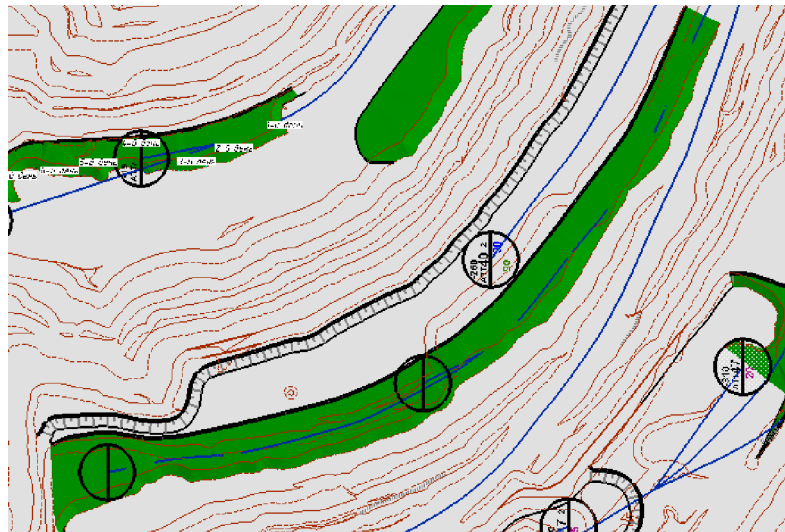


Рис. 2.19. Блок прямокутної площинної конфігурації

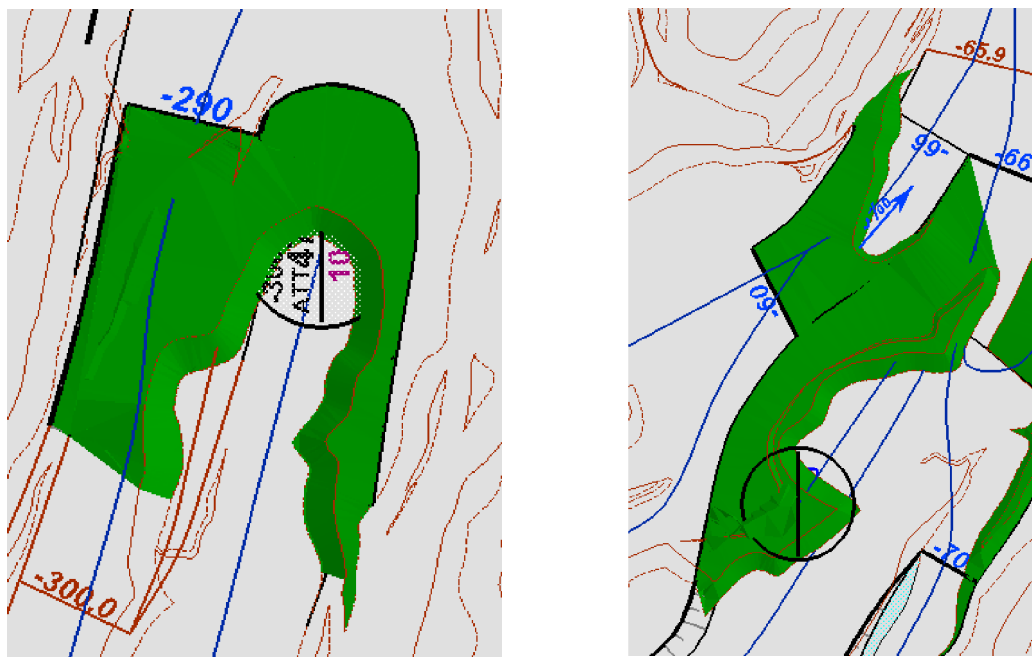


Рис. 2.20. Блок траншейної конфігурації та блок довільної площинної конфігурації

2. За об'ємними параметрами:

- із середньою висотою уступу;
- з формуванням з'їзду;
- з підбиранням з'їзду.

За період від серпня 2016 р. до липня 2017 р. прямокутних блоків на кар'єрі Полтавського ГЗК відроблено 27%, траншейних – 45%, довільних – 28%. При цьому блоків із середньою висотою уступу було 56%, із формуванням з'їзду – 23%, із підбиранням з'їзду – 21%.

Гірничі фактори, що впливають на послідовність відробки блоку за частками:

1. Необхідність транспортного забезпечення інших вибоїв (проходка з'їздів).

2. Необхідність проведення бурових робіт на блоках, що підпадають під вплив відроблюваного блоку.

3. Суміжні блоки.

4. Раціональність проведення робіт декількома екскаваторами на одному блоці.

5. Необхідність забезпечення селективного видобутку різновидів гірничої маси у вибої.

Технологічні фактори, які обов'язково враховуються при визначенні послідовності відробки блоку:

1. Шихтовка руди (необхідність витримки співвідношення об'ємів різнотипних руд).

2. Усереднення (стабілізація) якості руди на пунктах розвантаження.

3. Забезпечення раціонального завантаження устаткування.

Вплив гірничих факторів проілюструємо послідовністю відробки блоку траншейної конфігурації, що містить також роботи із проведення з'їзду (рис. 2.21).

Як видно із рис. 2.21, спочатку планується проходка з'їзду (добы 1-6) для забезпечення можливості пересування бурового обладнання до бурового блоку

(на рисунку – вище вибою). Потім протягом 7-11 діб відробки екскаваторного блоку відбудеться відвантаження гірничої маси траншейної заходки. Після цього протягом 12 і 13 діб відбудеться добирання об'ємів гірничих мас для остаточної проходки з'їзду.

Параметри відробки блоку правильної прямокутної конфігурації підібрати найпростіше. Враховуючи, що ширина блоку майже протягом усієї довжини дорівнює приблизно 20-22 м, відробку планується однією заходкою по усій довжині блоку (рис. 2.22).

Відробку блоку довільної конфігурації розглянемо із урахуванням необхідності проведення бурових робіт.

Вважаємо, що розробка блоку відбудеться заходками у дві заходки шириною приблизно 20-25 м (рис. 2.23). Розробка заходок, що заплановані протягом 1-3 днів, сформує необхідний майданчик для встановлення та роботи бурового обладнання, після чого за 4-6 дні буде остаточно відроблений увесь вибій.

Метою даного підрозділу є вибір для кожної із класифікованих конфігурацій екскаваторного блоку оптимальних параметрів ширини заходки та конфігурації частки блоку (за добами, змінами тощо).

Розглянемо питання визначення оптимальної ширини екскаваторної заходки. Протягом серпня 2016 р – липня 2017 р. на кар'єрі Полтавського ГЗК ширина розвалу торцевих вибоїв складала не більше 55 м. Тому згідно рекомендацій усі блоки можна відробити не більше ніж трьома заходками, враховуючи, що ширина нормальній заходки  $A_H = (1,5-1,7)R_{ч.у.}$  складає 17-23 м для різних типів екскаваторів.

Визначимо співвідношення ширини заходок для блоків, що можуть бути відроблені декількома заходками (наприклад, рис. 2.23). Як уже згадувалось, ширини заходок можуть бути нормальні, вузькі та широкі. Для зручності розрахунків приймемо за еталонну нормальну заходку. Вважаємо, що найменша планова припустима ширина вузької заходки може сягати  $(0,7-1,0)R_{ч.у.}$ , тобто  $A_{вуз\ min} = 0,5 \cdot A_H$ , а найбільша ширина широкої заходки сягає  $A_{ш\ max} = (1,5-1,7) \cdot A_H$ .



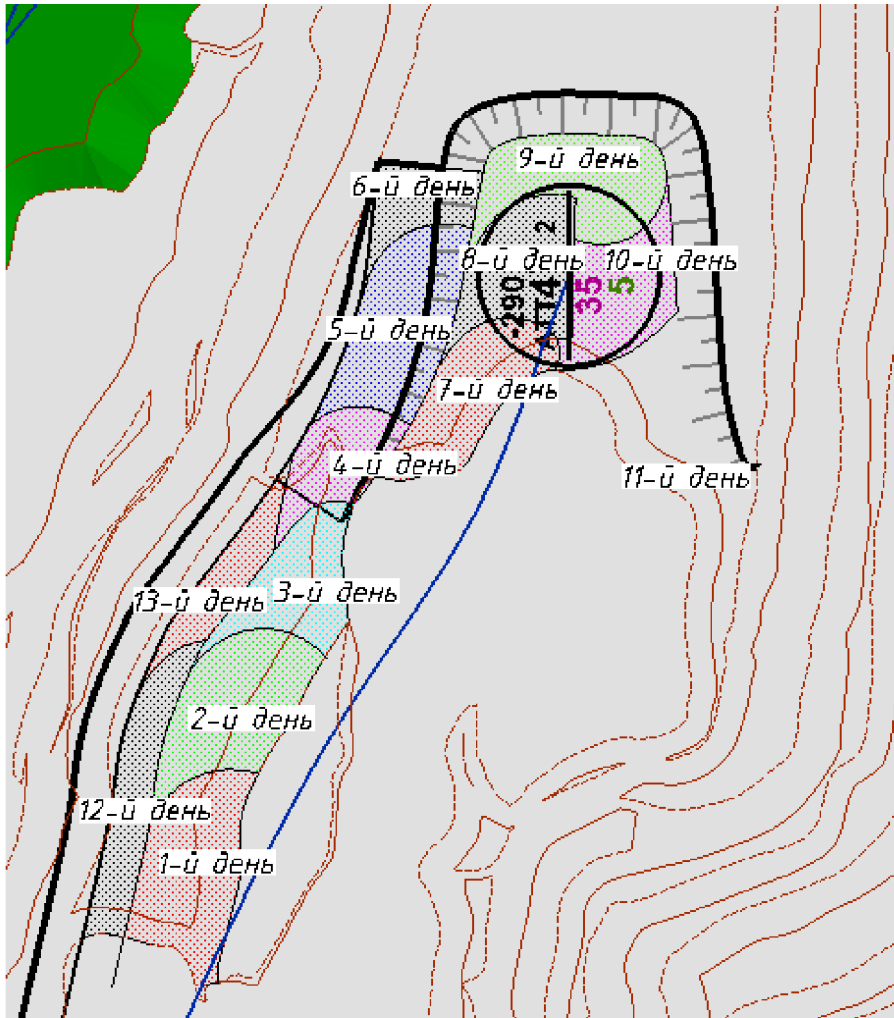


Рис. 2.21. Послідовність розробки виймального блоку траншейної конфігурації за днями (блок містить проходку з'їзду)

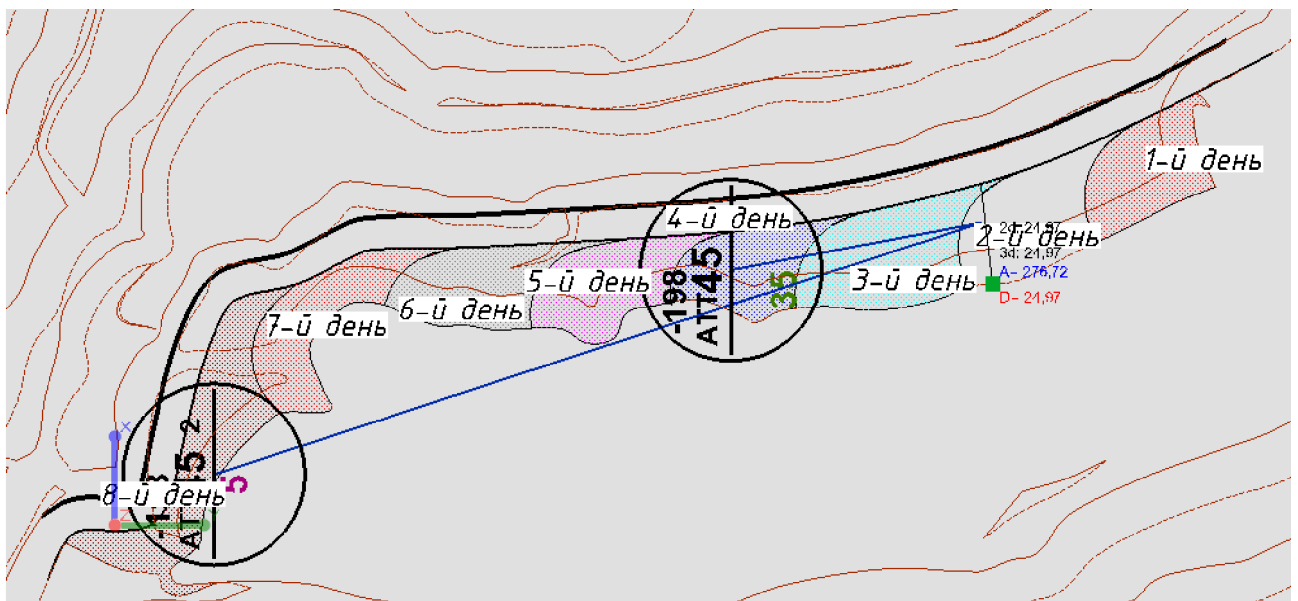


Рис. 2.22. Послідовність відробки блоку правильної прямокутної конфігурації

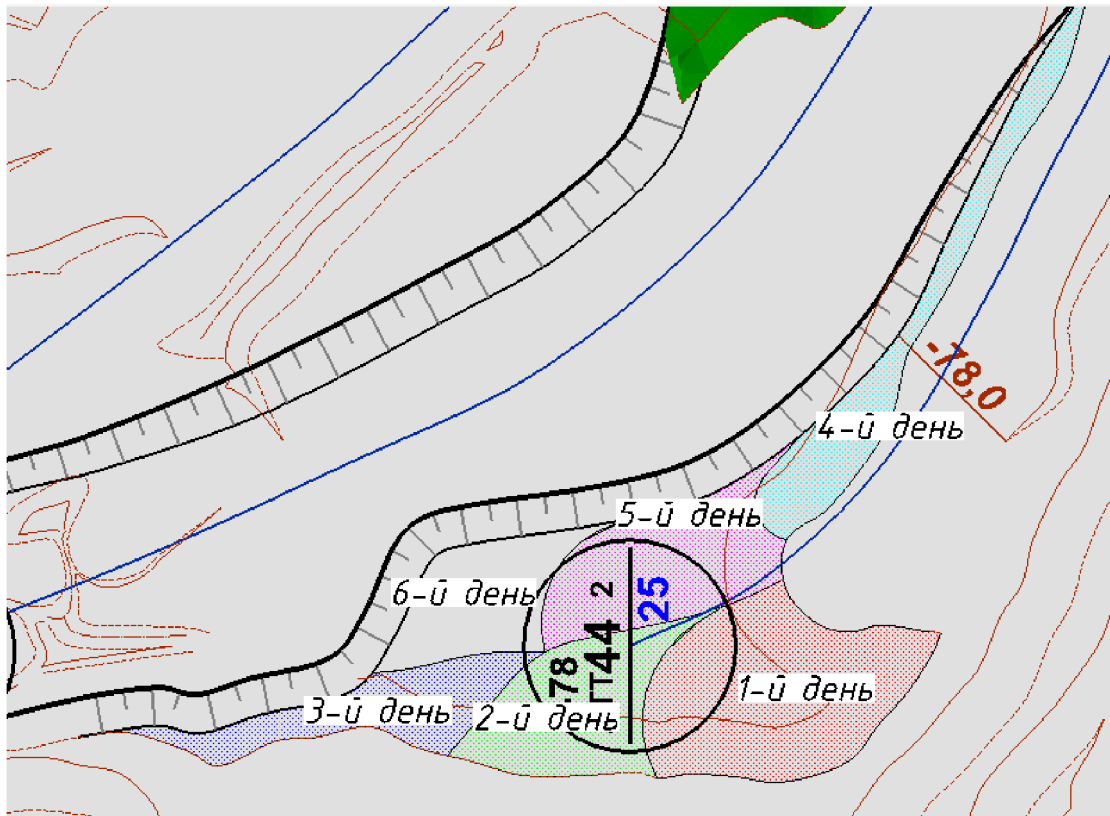


Рис. 2.23. Послідовність відробки блоку довільної конфігурації

Можливі наступні варіанти:

1. Ширина розвалу  $B < 0,5 \cdot A_n$  у найширшій частині екскаваторного вибою. У цьому разі вибій буде відроблений вузькою заходкою.
2. Ширина розвалу  $0,5 \cdot A_n \leq B < 1,5 \cdot A_n$  з наступними можливими варіантами:
  - 2.1. Відробка двома заходками – однією нормальною та однією вузькою або двома вузькими заходками.
  - 2.2. Відробка однією заходкою.
  - 2.3. Відробка трьома вузькими заходками.
3. Ширина розвалу  $1,5 \cdot A_n \leq B < 3 \cdot A_n$ . Можливі варіанти:
  - 3.1. Відробка декількома нормальними і вузькими заходками.
  - 3.2. Відробка широкою, нормальними та вузькими заходками.
  - 3.3. Відробка тільки широкими заходками.

Промодельюємо планування гірничотранспортних робіт кар'єру для перерахованих варіантів. Загальна кількість варіантів формування заходок та блоків безкінечно велика. Крім того, блоки, ширина яких передбачає 2 або 3 заходки, можна відробити декількома варіантами. Наприклад, для місячної

програми Полтавського ГЗК за вересень 2016 р. таких комбінацій (для наведених нижче параметрів моделювання) можна нарахувати близько 320 тисяч.

Тому для визначення оптимальних значень ширини заходок обмежимося, по-перше, таким моделюванням, при якому усі вибої відробляються однаковими, найбільш прийнятними параметрами ширини заходок, а по-друге, наступними параметрами керованої величини -  $A$ :

1. Моделювання без урахування конфігурації вибоїв. У цьому випадку для кожного вибою приймаються середні значення якісних показників руди для усього вибою, а місцеположення екскаватору приймається у геометричному центрі тяжіння блоку протягом усього місяця.

2. Зміна ширини екскаваторної заходки варіанту 2 ( $0,5 \cdot A_n \leq B < 1,5 \cdot A_n$ ) від  $0,5 \cdot A_n$  до  $1,5 \cdot A_n$  для першої смуги з кроком  $0,1 \cdot A_n$ . При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $1,5 \cdot A_n \leq B < 3 \cdot A_n$  не відбувається.

3. Моделювання екскаваторних вибоїв трьома рівними ширинами  $A=B/3$ . При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $1,5 \cdot A_n \leq B < 3 \cdot A_n$  не відбувається.

4. Моделювання варіанту 3.1. Розглядаються варіанти відробки вибою трьома заходками, ширини яких змінюються від  $0,5 \cdot A_n$  до  $1,5 \cdot A_n$ . При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $B < 1,5 \cdot A_n$  не відбувається.

5. Моделювання варіанту 3.2. Одна із трьох смуг має ширину  $1,5 \cdot A_n$  (широка смуга), дві інші змінюються в інтервалі від  $0,5 \cdot A_n$  до  $1,5 \cdot A_n$ . Розглядаються усі можливі порядки розташування трьох смуг. При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $B < 1,5 \cdot A_n$  не відбувається.

6. Якщо ширина вибою сягає  $3 \cdot A_n$ , моделюємо його відробку двома широкими смугами шириною  $1,5 \cdot A_n$ . При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $B < 1,5 \cdot A_n$  не відбувається.

Запропонована блок-схема моделювання для визначення оптимальної ширини екскаваторних заходок наведена на рис. 2.24.

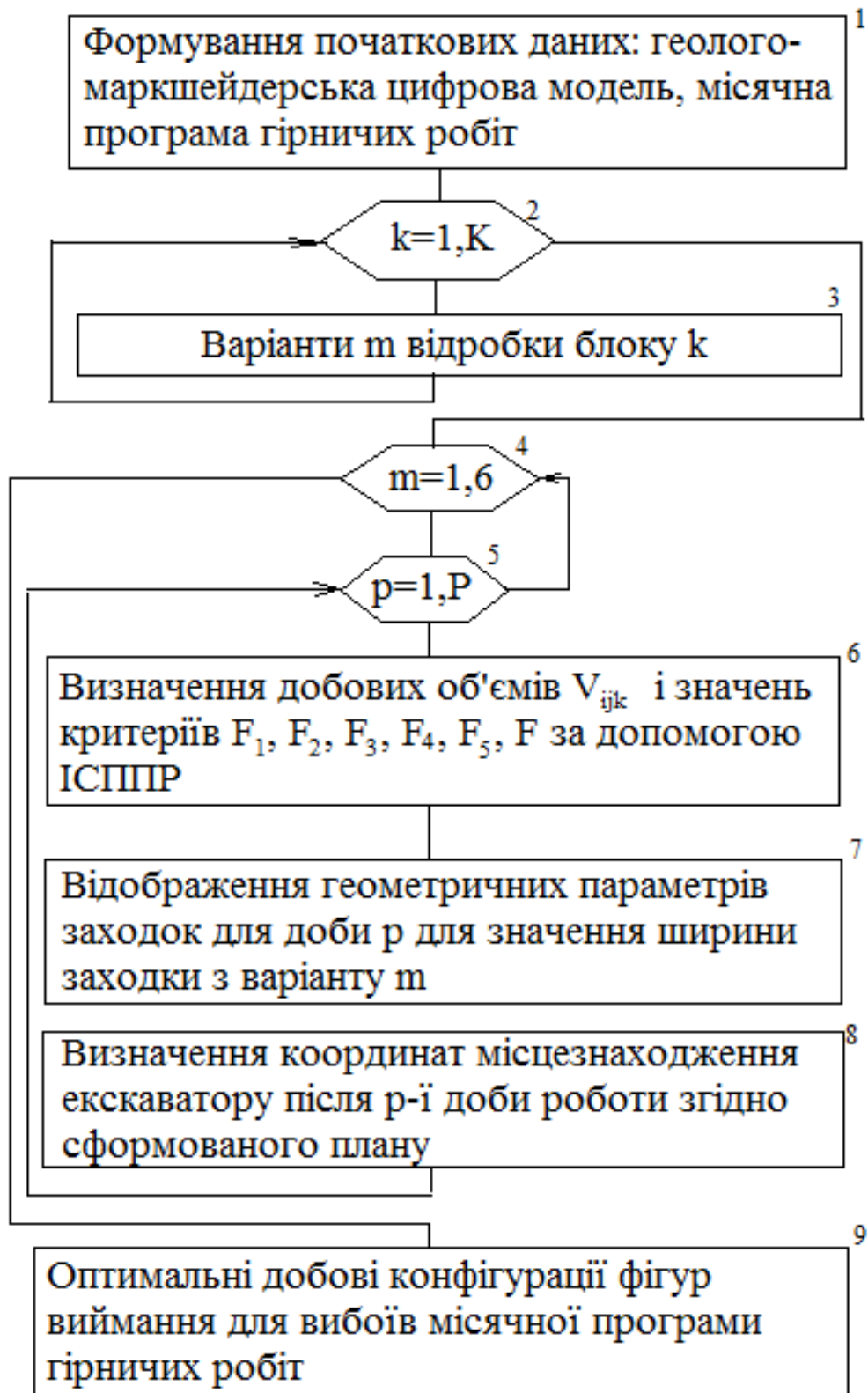


Рис. 2.24. Блок-схема моделювання для визначення оптимальних параметрів ширин екскаваторних заходок

В якості вихідних даних моделювання служать єдиний геолого-маркшейдерський цифровий масив даних та сформована місячна програма гірничих робіт (блок 1). Для кожного блоку  $k$  (блок 2) визначаються усі можливі варіанти (з 1 по 6, перераховані вище) відробки вибою заходками (блок 3).

Відбувається побудова у графічному середовищі геоінформаційної системи заходок для варіанту, що моделюється (блок 4). Для кожної доби періоду моделювання (блок 5) розв'язується задача визначення ефективних об'ємів видобутку гірничої маси з кожного екскаваторного вибою (блок 6). При цьому, крім вказаних критеріїв, можуть враховуватись обмеження щодо продуктивності обладнання, якісних показників, черговості відробки блоків, балансу розподілу часу роботи екскаваторів, обліку виконання плану за попередній період.

Відповідно до визначених об'ємів підбираються геометричні параметри фігури виймання для кожної доби у межах виділених заходок, у графічному полі відображаються знайдені параметри відробки блоку протягом даної доби (блок 7); визначаються координати місця розташування екскаваторів після відробки запланованих об'ємів (блок 8) та значення критеріїв  $F_i$ . Після аналізу отриманих значень критеріїв обирається оптимальні параметри ширини заходки та відповідні найкращі добові конфігурації фігур виймання для вибоїв місячної програми гірничих робіт (блок 9).

Моделювання відбувається в рамках місячної програми гірничих робіт. Для моделювання в роботі пропонуються наступні критерії: мінімум середньозваженої

відстані ( $F_1 = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m \sum_{k=1}^p c_{ijk} \cdot (P_{ijk} + V_{ijk}) \Rightarrow \min$ ), коливання якісних показників (сума коливань

заліза загального, заліза магнетитового та заліза у концентраті на пунктах

розвантаження) ( $F_2 = \sigma_x^2 = \frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{ni})^2}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}}$ ), вихід на заплановані контури гірничих

робіт ( $F_3 = \sum [(P_{ijk}^{\max} - R_{jk}) - (P_{ni} + V_{ni})] \Rightarrow \min$ ), досягнення об'ємів видобутку руди ( $F_4 = \sum_{i=1}^n P_{ijk} - P_{ni} \Rightarrow \min$ ). Інтегральний критерій має вигляд  $F = \sum_{i=1}^N \lambda_i F_i$ , де  $\lambda_i$  – вага  $i$ -го критерію.

Застосовані позначення:  $i$  – індекс нумерації екскаваторів,  $i=1\dots n$ ;  $j$  – індекс нумерації пунктів розвантаження,  $j=1\dots m$ ;  $k$  – індекс нумерації елементарних блоків вибою екскаватора  $i$ ,  $k=1\dots K$ ;  $c_{ijk}$  – вартість транспортування 1 т гірничої маси від  $i$ -го екскаватора до  $j$ -го пункту розвантаження, грн.;  $c_{ijk} = c \cdot l_{ijk}$ ;  $c$  – питома вартість транспортування 1 т руди на 1 км, грн/т км;  $l_{ijk}$  – відстань від  $i$ -го екскаватора до  $j$ -го пункту розвантаження;  $P_{ijk}$  та  $V_{ijk}$  – керовані величини – обсяги руди та порід розкриву відповідно, які перевозяться від  $i$ -го екскаватора до  $j$ -го пункту розвантаження із  $k$ -го елементарного блоку;  $\alpha_{ik}$  – вміст корисного компонента в руді, що відвантажує  $i$ -й екскаватор;  $\alpha_{plj}$  – потрібна якість шихти, що сформується на  $j$ -й збагачувальній фабриці;  $P_{ijk}^{\max}$  – запас руди;  $R_{jk}$  – відроблені запаси на початок планового періоду;  $R_{пл}$ ,  $V_{пл}$  – планові (директивні) значення видобутку руди та порід розкриву на період планування.

Розглянемо моделювання відробки екскаваторних блоків заходками різної ширини за варіантом 2 наведеного вище даного підрозділу. Усі екскаваторні блоки, які можуть бути відроблені за дві екскаваторні заходки, тобто моделюємо відробку усіх блоків заходками однакової ширини, причому ширину першої заходки позначимо  $b_1$  і будемо змінювати від  $0,5 \cdot A_n$  до  $1,0 \cdot A_n$ , тобто від  $0,7 \cdot R_{ч}$  до  $1,7 \cdot R_{ч}$  з кроком  $0,1 \cdot A_n$  (тобто  $0,2 \cdot R_{ч}$ ). На рис. 2.25 наведено приклад вибору ширини екскаваторної заходки.

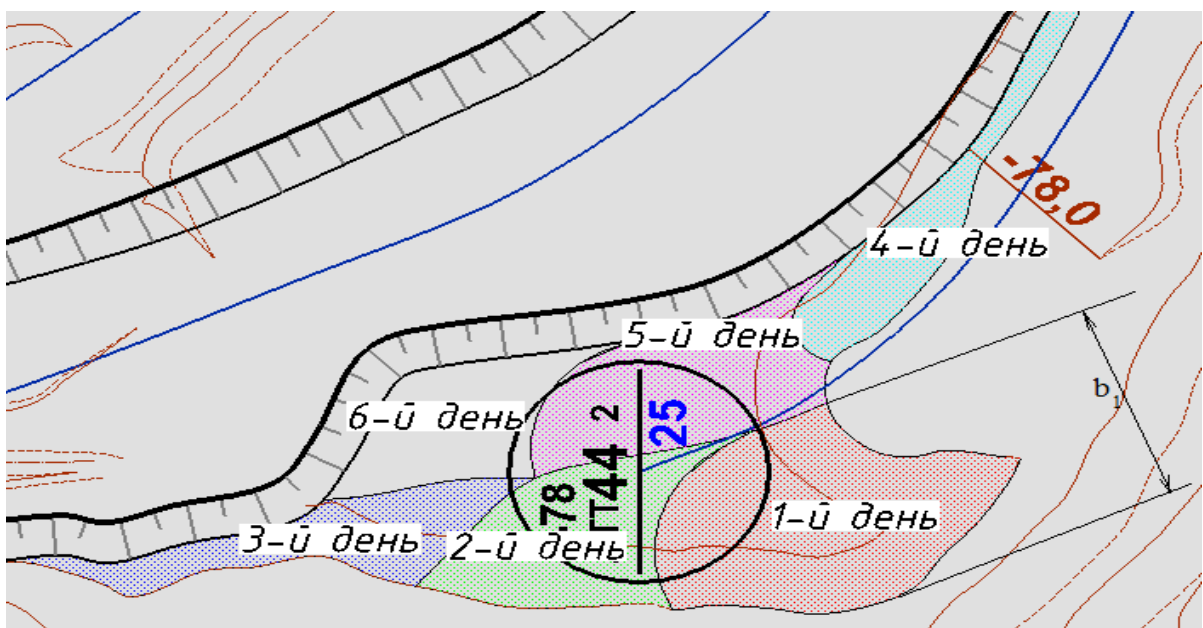


Рис. 2.25. Вибір ширини екскаваторної заходки

Внаслідок динамічно-імовірнісного характеру протікання гірничого процесу зміна значень критеріїв протягом місяця (за добами) носить коливальний характер. Проведені дослідження коливання середньозваженої відстані (км) протягом місяця при різних порядках формування заходок відробки екскаваторного блоку, що наведені на рис. 2.26.

З кривих, що наведені на рис. 2.26 видно, що найменші значення середньозваженої відстані транспортування гірничої маси на протязі місяця відповідають заходці –  $b_1 = 1$ .

Функціональні залежності критеріїв мають неоднозначний характер, більшість із них вимагають щонайменше четвертої степені поліному для отримання прийнятних значень величини вірогідності апроксимації ( $R^2 > 0,6$ ), лінійні залежності не дають прийнятної точності (рис. 2.27 а-г).

На рис. 2.28 представлені залежності значення інтегрального критерію  $F$  від ширини першої смуги  $b_1$  для різних значень вагового коефіцієнту  $\lambda_2$ , тобто ваги критерію якості.

Для усіх значень  $\lambda_2$  (від 0,1 до 0,5) значення інтегрального критерію найменше для ширини першої екскаваторної заходки  $b_1=1$ , тобто  $b_1=1,7 \cdot R_{\text{ч}}$ , причому власне значення інтегрального критерію поступово зменшуються від 0,074 до 0,069 при збільшенні  $\lambda_2$ .

Як бачимо з графіків, зміна вагових коефіцієнтів майже не впливає на вибір ширини екскаваторної заходки. Найвагомий вплив на прийняття рішення здійснює характер зміни відхилення якісних параметрів на пунктах розвантаження. Для значення ширини заходки  $b_1=1,0 \cdot A_{\text{н}}$  (тобто при  $b_1=1,7 \cdot R_{\text{ч}}$  на рівні стояння екскаватору) маємо найкращі значення критерію  $F$  для усіх значень вагового коефіцієнту. І хоча функціональна залежність  $F=f(b_1)$  знову добре виражається лише через поліном четвертого ступеня (рис. 2.29), висновок про параметри екскаваторних заходок можна зробити впевнено.

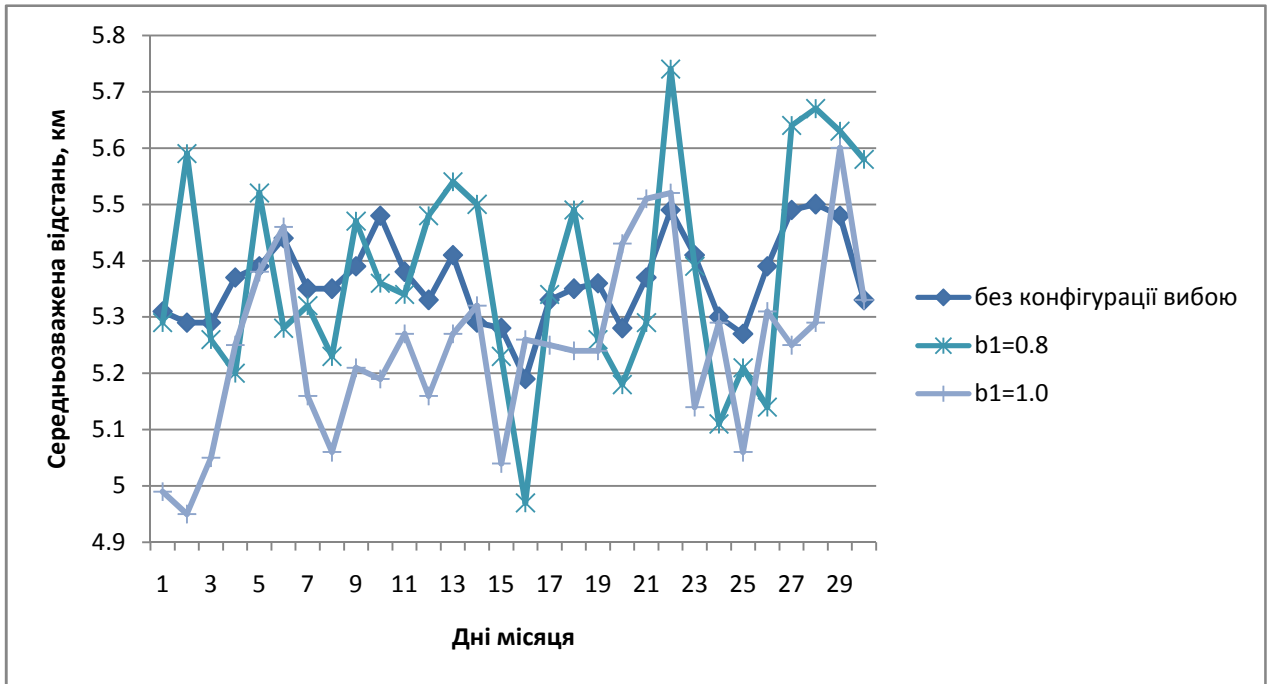


Рис. 2.26. Коливання середньозваженої відстані (км) протягом місяця при різних порядках формування заходок розробки екскаваторного блоку

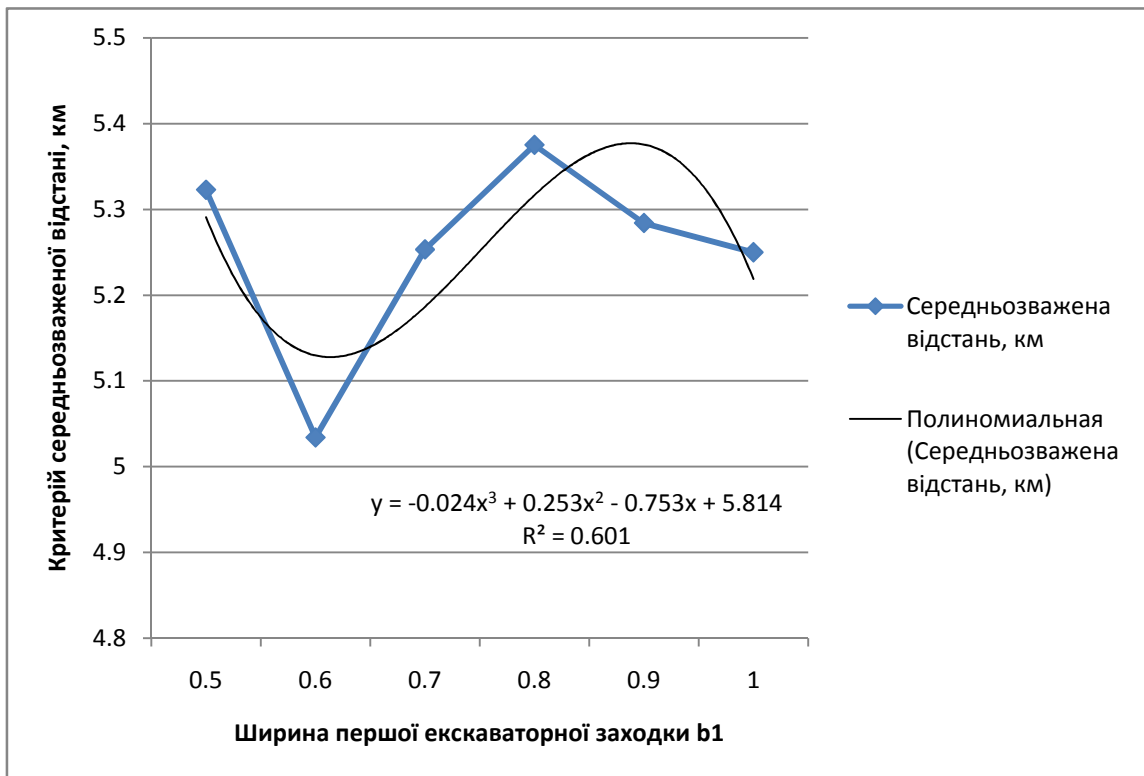


Рис. 2.27а. Залежності критеріїв  $F_1$  (середньозважена відстань транспортування) від ширини першої заходки  $b_1$



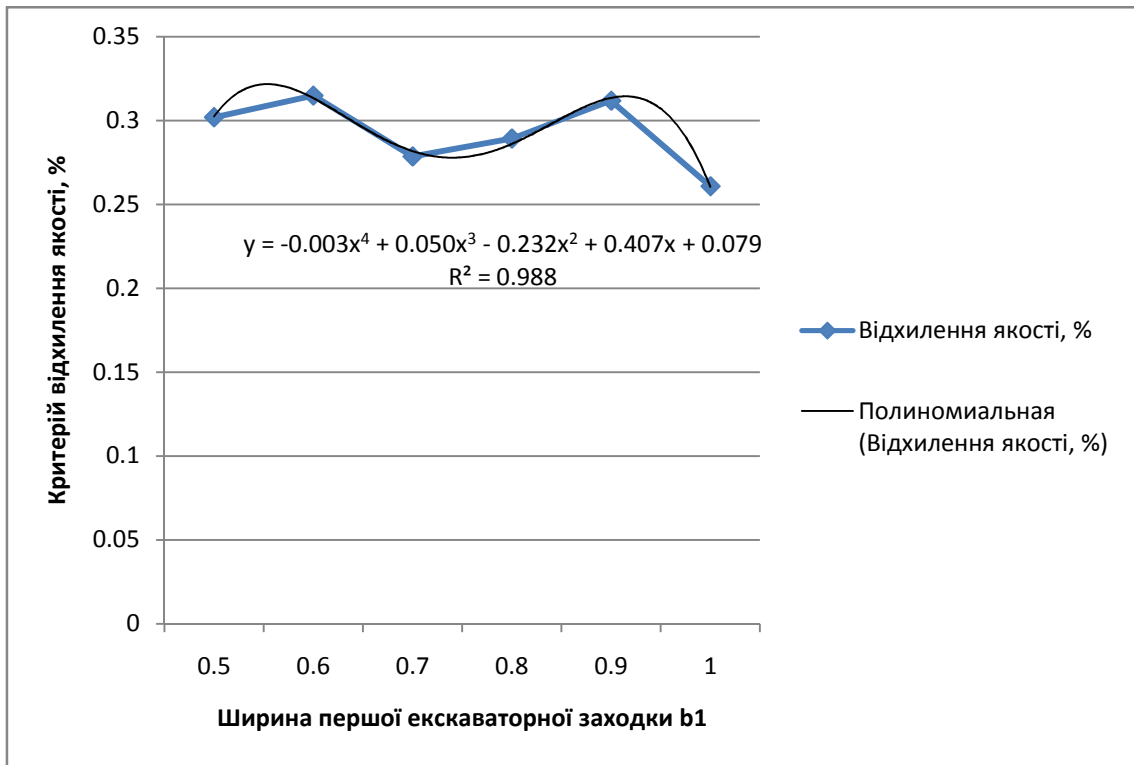


Рис. 2.27б. Залежності критеріїв  $F_2$  (відхилення якості руди на пунктах розвантаження) від ширини першої заходки  $b_1$

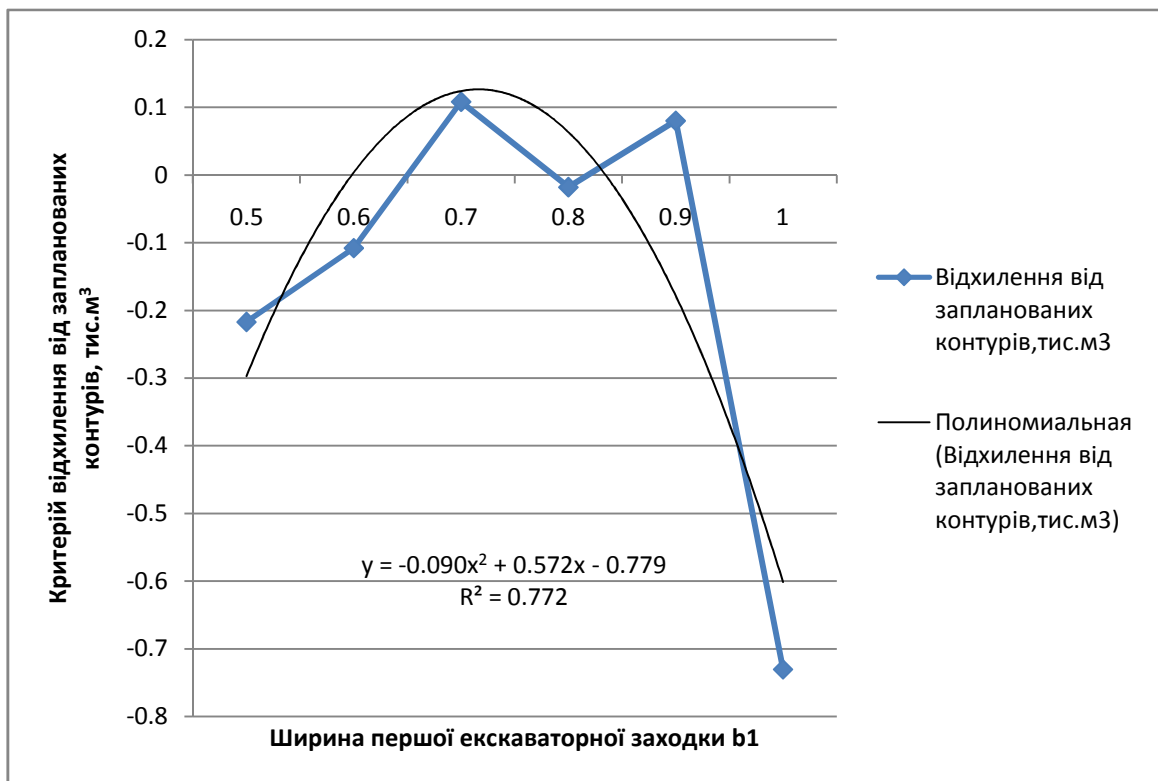


Рис. 2.27в. Залежності критеріїв  $F_3$  (відхилення контурів відробки блоків від планових) від ширини першої заходки  $b_1$

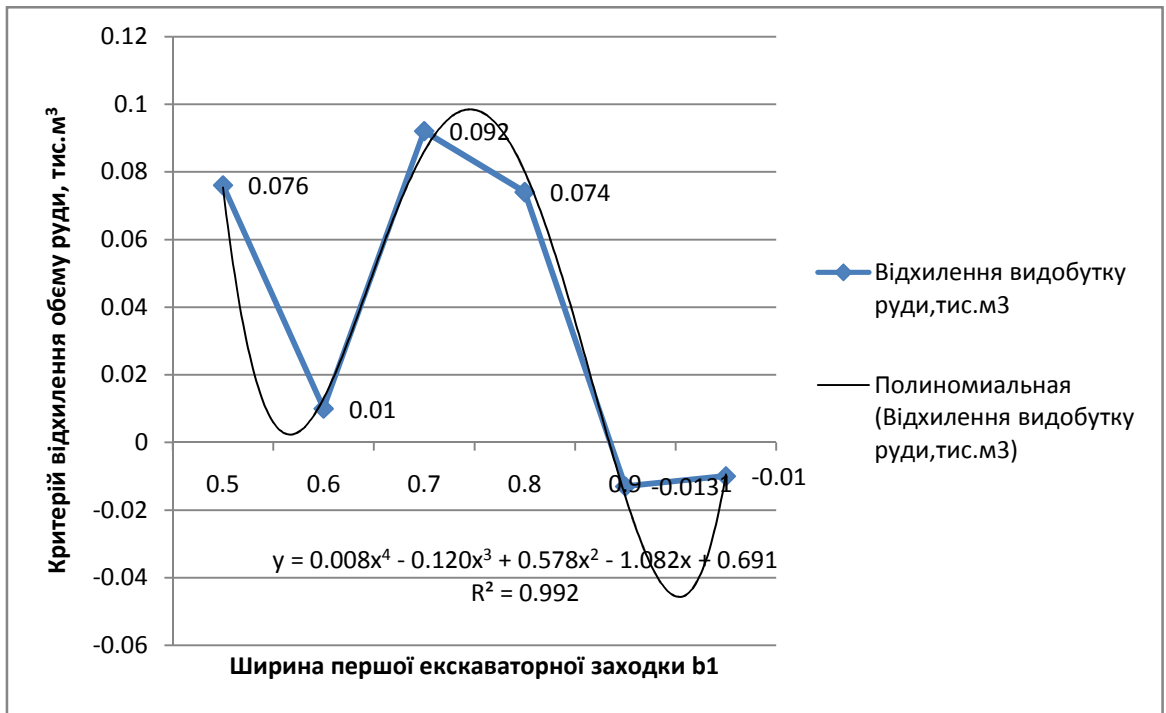


Рис. 2.27г. Залежності критерію  $F_4$  (відхилення об'ємних показників гірничої маси на пунктах розвантаження) від ширини першої заходки  $b_1$ .

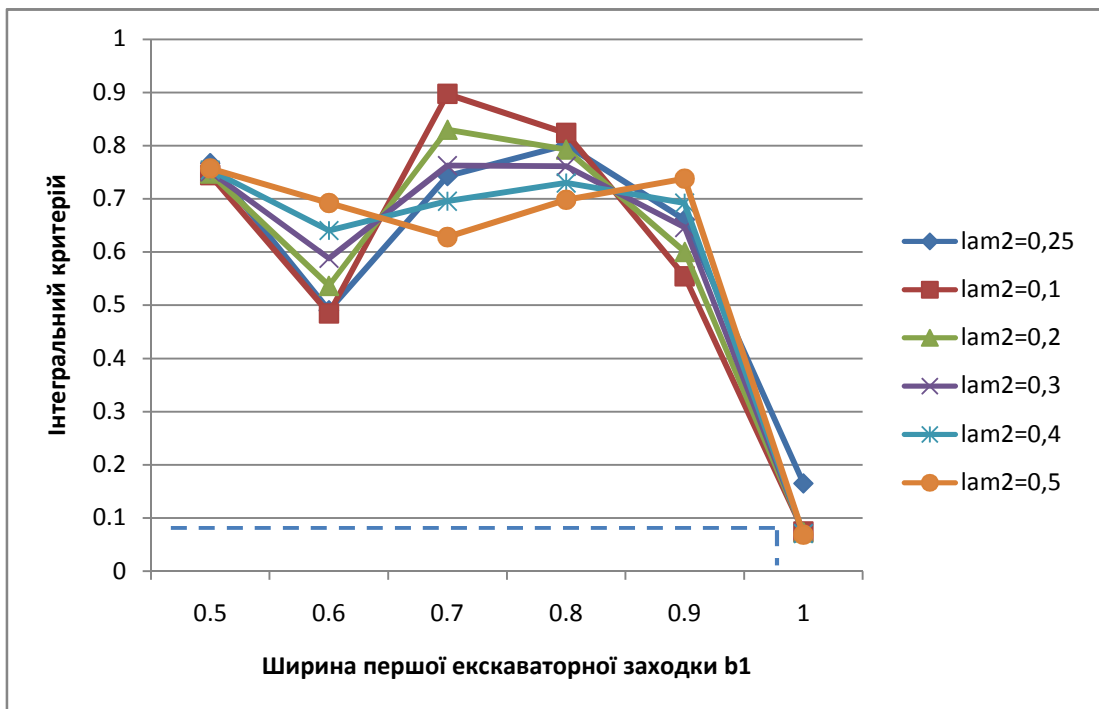


Рис. 2.28. Залежність інтегрального критерію  $F$  від ширини першої заходки  $b_1$  для різних значень  $\lambda_2$ .

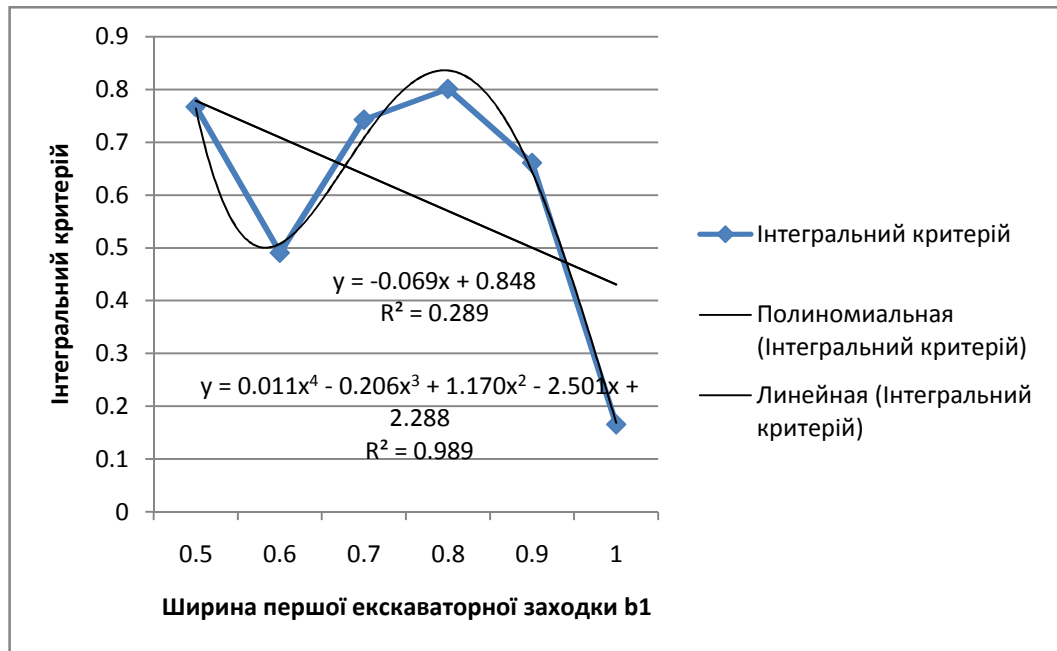


Рис. 2.29. Апроксимація залежності інтегрального критерію  $F$  від ширини екскаваторної заходки  $b_1$  для  $\lambda_1=\lambda_2=\lambda_3=\lambda_4=0,25$ .

Результати досліджень дозволили встановити, що за трьома критеріями (відхилення якості –  $F_2$ , відхилення від запланованих контурів –  $F_3$ , відхилення об'ємів видобутої руди –  $F_4$ ) та за інтегральним критерієм оптимальною шириною першої заходки є заходка –  $1,0 \cdot A_n$  найбільш прийнятним способом відробки вибоїв є ширина заходки –  $0,5 \cdot A_n \leq B \leq 1,5 \cdot A_n$  та проходка першої смуги нормальною заходкою, а другої – вузькою. Хоча для економічного критерію (мінімуму середньозваженої відстані транспортування гірничої маси) найкращим значенням ширини першої заходки було б  $b_1=0,6 \cdot A_n$ .

Варіанти відробки екскаваторного блоку трьома заходками перераховані вище у п.3-6 (п.2.3). Для варіанту п.3 (три вузькі заходки однакової ширини) найкраще значення ширини може бути рівним  $A=0,9 \cdot A_n$  (рис. 2.30), лише при  $\lambda_2=0,1$  кращою шириною заходки була б  $A=0,8 \cdot A_n$ . На рис. 2.31 представлена апроксимація залежності значення інтегрального критерію  $F$  від ширини заходок  $A$ , при цьому  $0,5 \cdot A_n \leq A \leq 1,0 \cdot A_n$ .

Як видно із рис. 2.31, значення інтегрального критерію  $F$  поступово зменшуються (від 0,4035 до 0,2177) при збільшенні вагового коефіцієнта  $\lambda_2$  (від 0,1 до 0,5) критерію відхилення якісних показників. Це може свідчити про істотне значення саме критерію  $F_2$  для оперативного планування гірничотранспортних робіт.

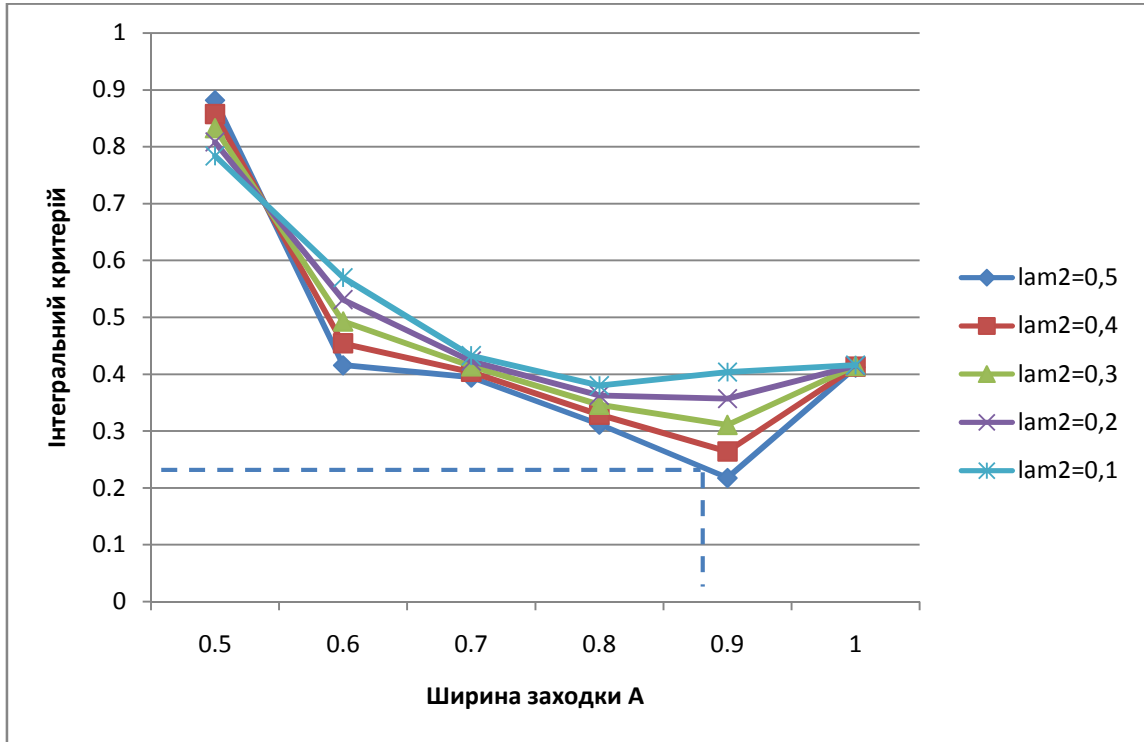


Рис. 2.30. Залежність інтегрального критерію при різних значеннях вагового коефіцієнта  $\lambda_2$  від ширини екскаваторної заходки A

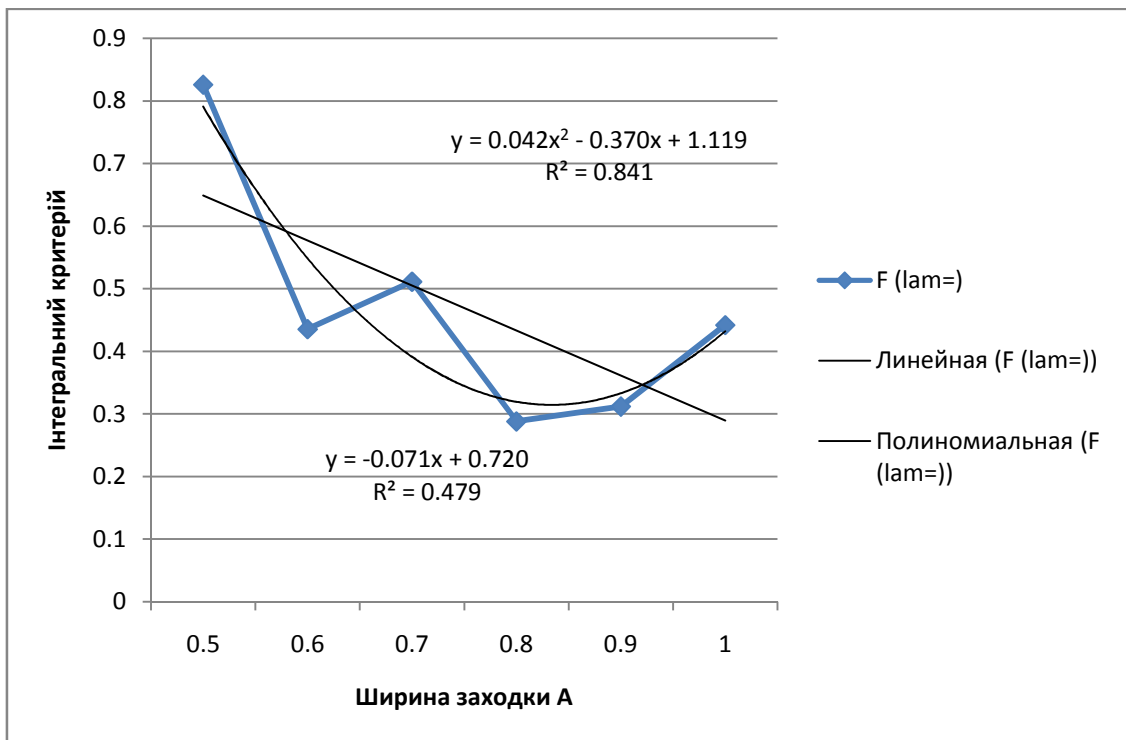


Рис. 2.31. Апроксимація залежності значення інтегрального критерію F від ширини заходок A

Для варіанту 4 можлива велика кількість комбінацій ширини заходки для випадку, коли  $1,5 \cdot A_n \leq A \leq 3 \cdot A_n$  і розробка ведеться трьома заходками. Причому ці варіанти будуть обумовлені також і власне значенням  $A$ , тобто для випадків, наприклад,  $A=2,0 \cdot A_n$  і  $A=2,6 \cdot A_n$ , значення оптимальної ширини можуть бути різними. Проте, у ході моделювання спостерігалась тенденція до того, що кращі значення критеріїв  $F_1$  та інтегрального критерію  $F$  досягаються при рівних перших двох ширинах заходок. Ці випадки представлені на рис. 2.32 для інтегрального критерію  $F$  при різних значеннях  $\lambda_2$  (від 0,1 до 0,5) та на рис. 2.33 для  $F$  при усіх  $\lambda_i=0,25$ .

Таким чином, дослідження дозволили встановити, що для варіанту 4 найкращі значення ширини заходок складуть  $b_1=b_2=0,8 \cdot A_n$ , а  $b_3=B-1,6 \cdot A_n$ . Причому знову спостерігається зворотна залежність інтегрального критерію  $F$  (зменшення від 0,2303 до 0,2281) при збільшенні ваги критерію  $F_2$  відхилення якісних показників  $\lambda_2$  (від 0,1 до 0,5).

Варіант 5 (одна із заходок – широка, тобто  $b=1,5 \cdot A_n$ ) також має багато комбінацій у залежності від порядку розташування широкої заходки (першою, другою чи третьою). Для цього випадку найкраще значення критерію  $F$  при  $\lambda_i=0,25$  спостерігаємо для значень ширини  $b_1=0,8 \cdot A_n$ ,  $b_2=1,5 \cdot A_n$ ,  $b_3=B-2,3 \cdot A_n$ .

Варіант 6 – безальтернативний, розробка ведеться трьома широкими заходками.

Проведемо оптимізаційне моделювання місячної програми гірничих робіт для визначення параметрів екскаваторних заходок.

Параметри заходок, визначені у п.2.3.1 для різних варіантів відробки екскаваторних блоків, використовувались при порівнянні фактичних значень критеріїв роботи кар'єру Полтавського ГЗК за період серпень 2016 р. – липень 2017 р. із розрахунковими. У табл. 2.7 представлені відношення розрахункових значень критеріїв до фактичних за вказаний період. Лише одного разу (із 48) значення розрахункового критерію виявилось гіршим за фактичне.

У табл. 2.8 представлені відношення внутрішньомісячної дисперсії критеріальних показників розрахункових до фактичних. У трьох випадках (із 48) коливальність розрахункова виявилась вищою за фактичну.

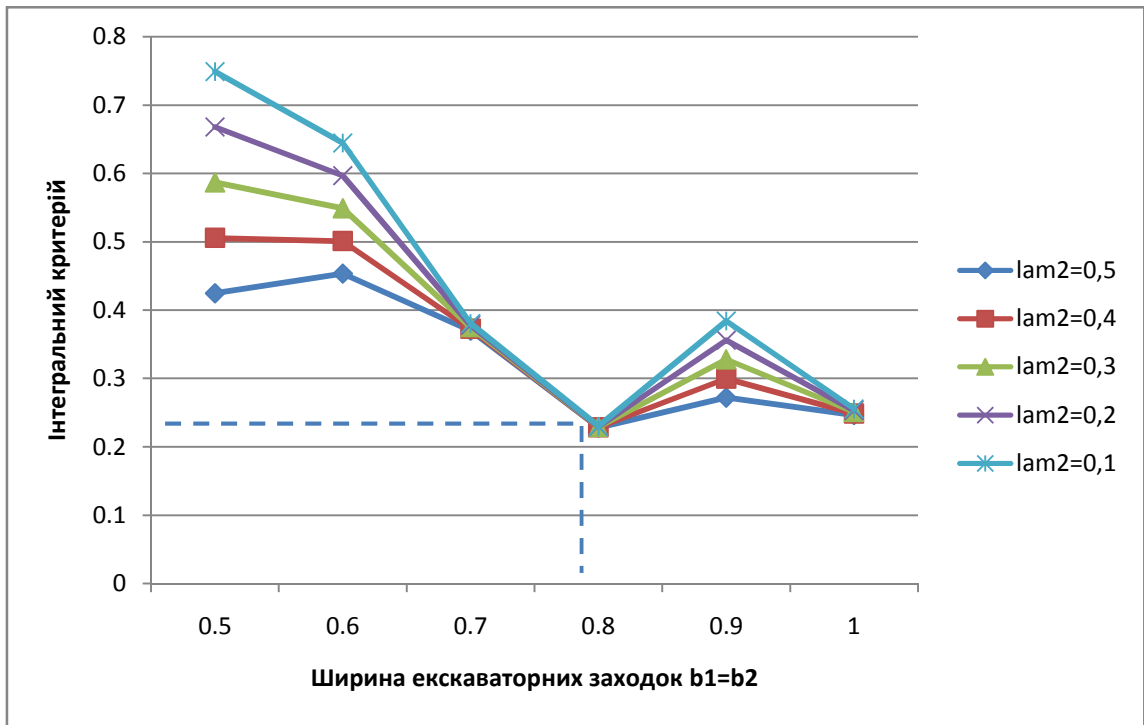


Рис. 2.32. Залежність інтегрального критерію при різних значеннях вагового коефіцієнта  $\lambda_2$  від ширини екскаваторної заходки  $b_1=b_2$

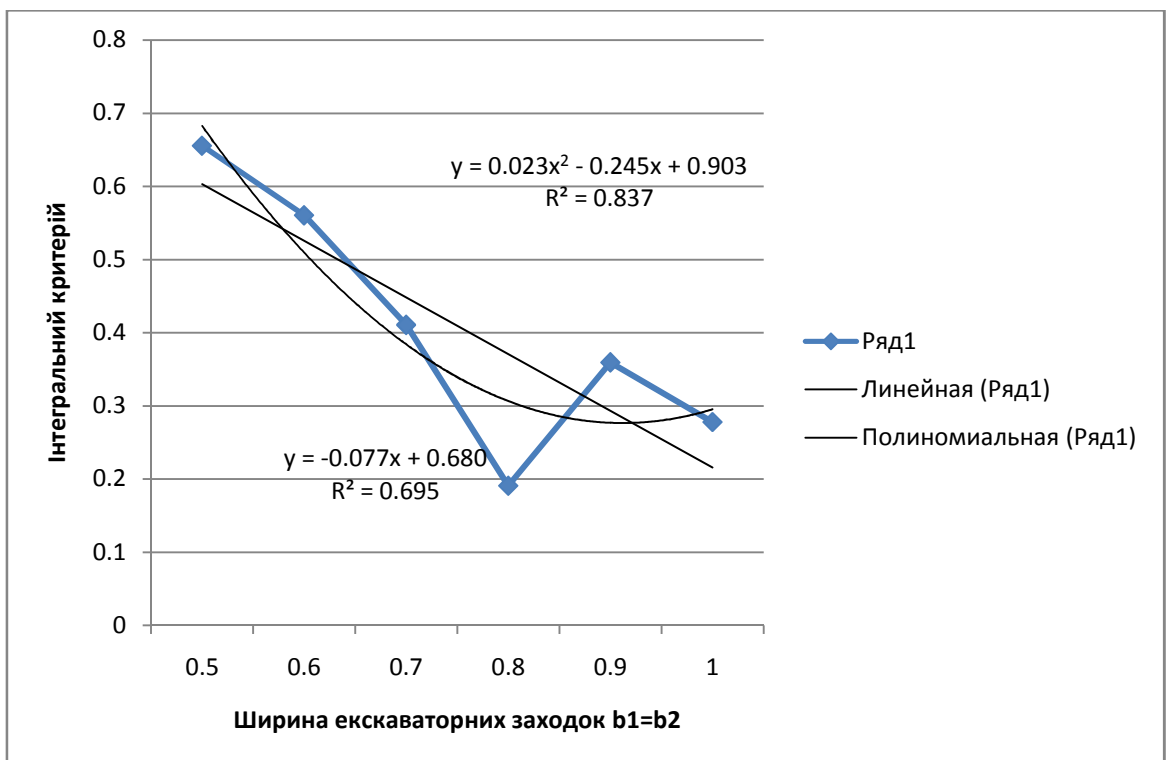


Рис. 2.33. Апроксимація залежності значення інтегрального критерію  $F$  від ширини заходок  $b_1=b_2$

Таблиця 2.7

Відношення розрахункових значень критеріїв до фактичних за період з серпня 2016 до липня 2017 рр.

Рік, місяць / Відношення критеріїв	2016 рік					2017 рік						
	серпень	вересень	жовтень	листопад	грудень	січень	лютий	березень	квітень	травень	червень	липень
Критерій F1 (середньозважена відстань транспортування)	0,901	0,952	1,01	0,932	0,956	0,93	0,975	0,994	0,918	0,921	0,923	0,939
Критерій F2 (відхилення якості руди на пунктах розвантаження)	0,906	0,903	0,974	0,916	0,982	0,903	0,997	0,996	0,989	0,966	0,94	0,907
Критерій F3 (відхилення контурів відробки блоків від планових)	0,968	0,938	0,927	0,97	0,924	0,907	0,957	0,951	0,959	0,922	0,987	0,998
Критерій F4 (відхилення об'ємних показників гірничої маси на пунктах розвантаження)	0,979	0,916	0,929	0,959	0,994	0,995	0,909	0,967	0,933	0,939	0,931	0,926

Таблиця 2.8

Відношення розрахункових значень внутрішньомісячних дисперсій критеріїв до фактичних дисперсій критеріїв за період з серпня 2016 до липня 2017 рр.

Рік, місяць / Відношення критеріїв	2016 рік					2017 рік						
	серпень	вересень	жовтень	листопад	грудень	січень	лютий	березень	квітень	травень	червень	липень
Критерій F1 (середньозважена відстань транспортування)	0,939	0,881	0,979	0,879	0,855	0,98	0,881	0,865	0,881	1,027	0,873	0,86
Критерій F2 (відхилення якості руди на пунктах розвантаження)	0,944	0,917	0,856	0,914	0,908	0,906	0,893	0,877	0,89	0,871	0,855	0,87
Критерій F3 (відхилення контурів відробки блоків від планових)	0,959	0,892	0,907	0,923	1,002	0,902	0,886	0,96	0,852	0,939	0,871	0,94
Критерій F4 (відхилення об'ємних показників гірничої маси на пунктах розвантаження)	0,864	0,871	0,855	0,893	0,873	0,858	0,858	0,933	0,902	1,012	0,868	0,87

На основі вищенаведених даних можна стверджувати, що використання знайдених параметрів екскаваторних заходок дозволить зменшити як абсолютні значення результуючих технологічних показників (відстань транспортування, дотримання якісних параметрів рудної шихти, розробка запланованих екскаваторних вибоїв, дотримання об'ємних показників гірничої маси), так і їхню коливальність протягом місяця [109].

## Висновки до розділу 2

1. Використаний системний підхід до аналізу функціональних задач оперативного планування гірничотранспортних робіт дозволив запропонувати функціональну структуру системи оперативного планування гірничих робіт із використанням геоінформаційних систем. Доведено, що розроблена таким чином склад та структура функціональної частини системи оперативного планування за рахунок детального аналізу транспортних систем, візуалізації гірничої ситуації на кар'єрі, об'ємного моделювання посування вибоїв за допомогою ГІС підвищить якість оперативного планування, знизить неточності представлення даних, складе основу ефективного використання оптимізаційних алгоритмів.

2. Розроблена математична модель геометрично-оптимізаційного планування гірничих робіт, яка дозволяє враховувати напрямок виймання гірських порід, проводити підрахунок об'ємів руди за типами та видами, основного та супутніх металів у руді та розкривних породах, що розробляються, завантаження гірничого та транспортного обладнання, умови виконання планового завдання з якості та кількості видобутої сировини, підтвердила свою ефективність за результатами контрольних розрахунків на реальних виробничих планах (протягом 24 місяців).

3. Запропонований в роботі новий метод кроків та границь при проведенні організаційного планування переїзду екскаваторів між блоками, запланованими до виймання, дозволяє знизити коливальність об'ємних та якісних показників роботи гірничого виробництва. Статистично перевірена можливість використання в якості критеріальної оцінки як середньозваженої відстані транспортування, так і



середньоквадратичного відхилення металу у видобутій руді від планових показників.

4. Визначено, що функціональні залежності критеріїв ефективності інтелектуальної системи прийняття рішень оперативного планування гірничих робіт від значення ширини заходок екскаваторних вибоїв мають степеневий вигляд. У результаті гірничо-геометричного моделювання отримані раціональні параметри екскаваторних заходок при розробці виймальних блоків, при цьому за інтегральним критерієм (зі значенням величини вірогідності апроксимації 0,83) оптимальною шириною першої заходки рекомендовано величину, що дорівнює 1,7 радіуса черпання екскаватору, а найбільш прийнятним параметром відробки вибоїв є ширина заходки в інтервалі від 0,85 до 2,25 радіуса черпання екскаватору.

Результати, наведені у розділі 2, опубліковані у працях [109], [110], [111], [112], [113], [114], [115].

### РОЗДІЛ 3

## РОЗРОБКА МЕТОДИК ОПЕРАТИВНОГО ПЛАНУВАННЯ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНИХ ПРОЦЕСІВ ЗАЛІЗОРУДНОГО КАР'ЄРУ

### 3.1. Розробка методики декадно-добового планування процесів транспортування гірничої маси

Формування транспортних потоків при вивозі різних видів гірничої маси з кар'єра є складовою частиною інформаційно-аналітичної системи забезпечення сталої роботи кар'єру і якості сировини та складається з визначення об'ємів руди від екскаваторів на пункти розвантаження для виконання плану за обсягом та якістю корисної копалини, що видобувається.

Оскільки збагачувальні фабрики найбільш ефективно працюють при стабільних вхідних параметрах, необхідно забезпечити якомога менше розходження в якісних показниках руди, що надходить на переробку. Тобто, якість концентрату значною мірою буде визначатися тим, наскільки оптимально сформована шихта, що надходить на збагачувальну фабрику.

До вхідних даних оперативного планування гірничотранспортних робіт обов'язково належить схема транспортних шляхів, якими перевозиться різного виду гірська маса від екскаваторних вибоїв до пунктів розвантаження. Наприклад, на Полтавському ГЗК застосовують комбіновану схему транспортування гірничої маси (рис. 3.1)

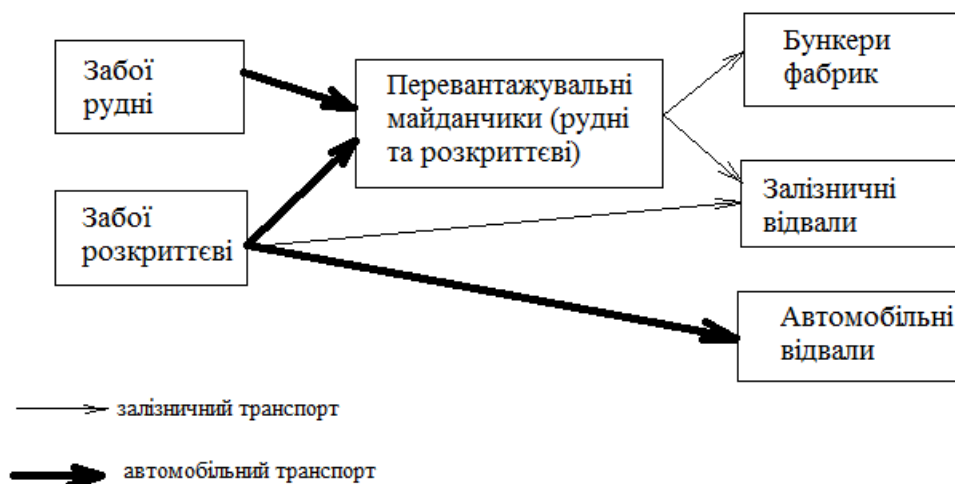


Рис. 3.1. Схема транспортування гірничої маси на кар'єрі Полтавського ГЗК

Від рудних екскаваторних вибоїв уся руда автомобільним транспортом перевозиться до перевантажувальних майданчиків, що мають два сектори (навантажувальний та розвантажувальний). Звідти руда вже залізничним транспортом перевозиться до бункерів дробильно-збагачувальних фабрик. Перевантажувальні майданчики можуть приймати різні види гірничої маси – руду різних сортів та різновидів, а також скельні розкривні породи. Від перевантажувальних майданчиків будь-яка гірська маса транспортується тільки залізничним транспортом на фабрику, або на залізничні відвали. Якщо деякі екскаваторні вибої обслуговуються залізничним транспортом, то розкриття від них може напряду надсилатись до залізничних відвалів. Деяка кількість порід розкриву від вибоїв автомобільним транспортом перевозиться до автомобільних відвалів.

Головний фактор, за допомогою якого безпосередньо можна керувати процесом формування шихти, як відомо, – навантаження на екскаватор. Іншими словами, змінюючи частину вантажопотоку від конкретного екскаватора в загальному обсязі руди, що надходить на фабрику, можна певним чином впливати на якість концентрату на пункті розвантаження.

До управляючих факторів належать також спосіб відробки екскаваторного блока різними типами заходок (повздовжні, поперечні, широкі, комбіновані) та можливість зміни термінів проведення допоміжних робіт (технічне обслуговування і ремонти екскаваторів, переїзди екскаваторів, технологічні операції тощо).

Для планування формування шихти, яка надійде на переробку, необхідно системно врахувати наступні критерії роботи вантажно-транспортного комплексу:

1. Економічний критерій – мінімум транспортних витрат по перевезенню руди із вибоїв до пунктів розвантаження:

$$F_1 = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m \sum_{k=1}^p c_{ijk} \cdot (P_{ijk} + V_{ijk}) \Rightarrow \min \quad (3.1)$$

де  $i$  – індекс нумерації екскаваторів,  $i=1 \dots n$ ;

$j$  – індекс нумерації пунктів розвантаження,  $j=1 \dots m$ ;

$k$  – індекс нумерації елементарних блоків виймального уступу екскаватора  $i$ ,  $k=1\dots p$ ;

$c_{ijk}$  – вартість транспортування 1 т гірничої маси від  $i$ -го екскаватора до  $j$ -го пункту розвантаження, грн.;

$$c_{ijk} = c \cdot l_{ijk}; \quad (3.2)$$

де  $c$  – питома вартість транспортування 1 т руди на 1 км, грн./т км;

$l_{ijk}$  – відстань від  $i$ -го екскаватора до  $j$ -го пункту розвантаження;

$P_{ijk}$  та  $V_{ijk}$  – керовані величини – обсяги руди та розкривних порід відповідно, які перевозяться від  $i$ -го екскаватора до  $j$ -го пункту розвантаження із  $k$ -го елементарного блоку.

Для формування виразу економічного критерію – мінімізації транспортних витрат – підраховуються відстані від екскаваторів до пунктів розвантаження. При цьому, зрозуміло, при відсутності відповідного транспортного сполучення вантажопотік приймається рівним нулю і в математичній моделі не враховується.

2. Технологічний критерій – мінімум середньоквадратичного відхилення показника якості корисного компонента в руді, що надходить на збагачувальну фабрику.

$$F_2 = \sigma_X^2 = \frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{nj})^2}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \rightarrow \min, \quad (3.3)$$

де  $\alpha_{ik}$  – вміст корисного компонента в руді, що відвантажує  $i$ -й екскаватор;

$\alpha_{njj}$  – потрібна якість руди, що сформується на  $j$ -й збагачувальній фабриці.

В технологічному критерії знаменник  $\sum_{i=1}^n P_{ijk}$  незначно відхиляється від суми об'ємів руди, що надходять на приймальні пункти. Значення цих об'ємів задаються директивно [38] і для сформованої вище моделі є величиною постійною, тому розв'язок задачі несуттєво зміниться, якщо в якості цільової функції буде представлений лише чисельник виразу  $F_2$

$$F_2 = \sigma_X^2 = \sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{nj})^2 \rightarrow \min. \quad (3.4)$$

Такий критерій вже – лінійний, що значно спрощує розв’язання задачі та її аналіз.

На кар’єрах ГЗК руда за виключенням заліза загального та заліза магнетитового не аналізується на вміст корисних компонентів. Варто зазначити, що даний критерій може формуватися як за якимось одним якісним показником (наприклад, залізо загальне, залізо магнітне, залізо у концентраті тощо), так і за декількома з них. Тобто вираз (3.4) може бути або складений кілька разів, або містити суму складників для різних показників якості. Зрозуміло, що останній випадок можливий лише за коректного нормування врахованих показників.

3. Технічний критерій – до закінчення певних планових періодів екскаватори повинні відробити певні запаси рудної маси:

$$F_3 = \sum [(P_{ijk}^{\max} - R_{jk}) - P_{ijk}] \Rightarrow \min, \quad (3.5)$$

де  $P_{ijk}^{\max}$  – запас руди;

$R_{jk}$  – відроблені запаси на початок планового періоду.

Початкова інформація про потрібні кінцеві координати екскаватора повинна перетворюватися в інформацію про необхідні виймальні обсяги екскаватора. Для цього використовується процедура підрахунку об’єму гірничої маси за вказаними контурами на цифровій моделі кар’єра.

4. Максимум рудної гірничої маси на пунктах розвантаження:

$$F_4 = \sum_{i=1}^n P_{ijk} \Rightarrow \max \quad (3.6)$$

5. Максимум виймання та відвантаження гірничої маси:

$$F_5 = \sum_{i=1}^n (P_{ijk} + V_{ij}) \Rightarrow \max. \quad (3.7)$$

6. Мінімум тривалості часу на перегони екскаваторів:

$$F_6 = \sum_{i=1}^n \tau_{nepi} \Rightarrow \min, \quad (3.8)$$

де  $\tau_{пер. i}$  – тривалість перегону  $i$ -го екскаватору від  $k$ -го до  $k+1$ -го елементарного блоку.

Для отримання коректних результатів поточного планування необхідно врахувати наступні модулі обмежень:

1. Модуль продуктивності пунктів розвантаження (перевантажувальних майданчиків, бункерів дробарно-збагачувальних фабрик тощо):

$$A_{n,j} \leq \sum_{i=1}^n P_{ijk} \leq A_{n,j} + \Delta A_j, \quad (3.9)$$

де  $A_{n,j}$  – об'єм гірничої маси, що надходить на  $j$ -й пункт розвантаження;

$\Delta A_j$  – можливе відхилення об'ємних показників гірничої маси, що повинна надійти на  $j$ -й пункт розвантаження.

Обмеження за об'ємом руди на пункті розвантаження особливих пояснень не потребує – отримують  $m$  рівнянь, в кожному з яких сума вантажопотоків на пункт розвантаження дорівнює плановому його об'єму, який задається директивно.

2. Модуль вимог до якості корисних копалин.

2.1. Якість руди може знаходитись в деяких межах  $\alpha_{пл} \pm \Delta\alpha$ :

$$\alpha_{nj} - \Delta\alpha_j \leq \frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot \alpha_i}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \leq \alpha_{nj} + \Delta\alpha_j \quad (3.10)$$

де  $\Delta\alpha_j$  – припустиме відхилення від  $\alpha_{плj}$ .

Про вміст корисних компонентів в руді, що відвантажує екскаватор, можна робити висновки згідно даних опробування свердловин розвідувального та експлуатаційного буріння. Слід відзначити, що вираз (3.10) потрібно складати за кожним показником якості для кожного пункту розвантаження.

Обмеження щодо вмісту корисного компонента в сформованій на приймальному пункті руді після нескладного перетворення матиме вигляд двох доволі простих нерівностей:

$$\begin{aligned} \sum_{i=1}^n P_{ijk} [\alpha_{ik} - (\alpha_{nj} - \Delta\alpha_j)] &\geq 0; \\ \sum_{i=1}^n P_{ijk} [\alpha_{ik} - (\alpha_{nj} + \Delta\alpha_j)] &\leq 0 \end{aligned} \quad (3.11)$$

2.2 Вимоги до вмісту шкідливого компонента в шихті:

$$\frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot D_i}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \leq D_j, \quad (3.12)$$

де  $D_i$  – середній вміст шкідливих домішок в обсязі видобутку  $i$ -го екскаватора;

$D_j$  – припустиме значення вмісту шкідливих домішок в загальному обсязі руди, що надходить на пункт розвантаження.

Вираз (3.12) також складають за кожним показником якості для кожного пункту розвантаження.

Обмеження щодо шкідливих компонентів перетворюються і теж мають лінійний вигляд

$$\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (D_{ik} - D_j) \leq 0. \quad (3.13)$$

2.3. Вимоги співвідношенням в шихті різних сортів руд за збагачуваністю:

$$\sum_{i=1}^n P'_{ijk} : \sum_{i=1}^n P''_{ijk} : \sum_{i=1}^n P'''_{ijk} = T_j : S_j : L_j, \quad (3.14)$$

де  $P'_{ijk}, P''_{ijk}, P'''_{ijk}$  – відповідно обсяги важко-, середньо- та легкозбагачувальних руд, що підлягають вийманню  $i$ -м екскаватором та поставляються на  $j$ -ту збагачувальну фабрику;

$T_j, S_j, L_j$  – частки важко-, середньо- та легкозбагачуваних руд в процентному відношенні, що відповідають вимогам  $j$ -ої збагачувальної фабрики.

Дані по типам руд від кожного екскаватора беруться з моделі родовища.

Перетворення обмежень за вмістом в руді різних сортів за збагачуваністю дасть такий результат:

$$\sum_{i=1}^n P'_{ijk} \leq \frac{T_j}{T_j + S_j + L_j} \cdot A_{nij}; \quad (3.15)$$

$$\sum_{i=1}^n P''_{ijk} \leq \frac{S_j}{T_j + S_j + L_j} \cdot A_{nij}; \quad (3.16)$$

$$\sum_{i=1}^n P'''_{ijk} \leq \frac{L_j}{T_j + S_j + L_j} \cdot A_{nij}. \quad (3.17)$$

3. Модуль вимог до продуктивності кожного екскаватора:

$$Q_{i_{\min}k} \leq \sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ijk}) \leq Q_{i_{\max}k} \quad (3.18)$$

де  $Q_{i_{\min}k}$ ,  $Q_{i_{\max}k}$  – відповідно мінімальна та максимальна продуктивність екскаватора в конкретному вибої.

В обмеженні за об'ємом видобутку кожного екскаватора необхідно вказати діапазон продуктивності екскаватора в певному вибої. Зробити це не завжди просто внаслідок великої кількості реальних виробничих ситуацій, в яких можуть працювати різні екскаватори [116, 117].

Вимогу задавати мінімальну продуктивність можна пояснити тим, що в результуючому розподілі небажані нульові вантажопотоки. Представлена модель формування вантажопотоків оптимізаційна, тому не вигідні з точки зору критеріїв вантажопотоки будуть зведені до мінімуму, а деякі прийняті рівними нулю. Такі вантажопотоки будуть практично завжди, оскільки майже завжди на кар'єрі працює більше екскаваторів, ніж це мінімально потрібно. Якщо обмеження за обсягами видобутку кожного екскаватора зробити однобічним, то екскаватори будуть завантажені нерівномірно, що вплине на ритмічну роботу кар'єра та може привести до небажано швидкої відробки одних блоків кар'єра та небажано повільної – інших. Завдання мінімальної продуктивності екскаватора – окрема задача, в основі якої лежить вимога про вихід екскаватора на певні контури розробки, задані технічним критерієм даної математичної моделі.

Параметри продуктивності екскаватора  $Q_{i_{\min}}$  та  $Q_{i_{\max}}$  є величинами ймовірнісними, які можна лише прогнозувати з деяким ступенем вірогідності [118]. Якщо сталися деякі не підтвердження при роботі вантажно-транспортного комплексу, їх потрібно корегувати. Це можна здійснити з допомогою корекції величин вантажопотоків, переобчисливши їх для нових умов. Але в цьому випадку необхідно обов'язково витримати потрібний рівень вірогідності отриманого розподілу вантажопотоків. З цією метою в математичній моделі розподілу вантажопотоків обмеження продуктивності екскаваторів потрібно змінити наступним чином:

$$P \left\{ Q_{ik \min} \leq \sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ijk}) \leq Q_{ik \max} \right\} \geq P, \quad (3.19)$$



що відповідатиме за забезпечення потрібного ступеня вірогідності досягнення екскаватором необхідної виробничої продуктивності.

Методів безпосереднього розв'язання стохастичних задач не розроблено. Тому потрібно ввести детермінований еквівалент обмеження на продуктивність екскаватора, яке матиме наступний вигляд:

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ik}) + t(\alpha_i) \cdot \sigma^2 [Q_{ik \min}] \geq M [Q_{ik \min}] \quad (3.20)$$

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ik}) + t(\alpha_i) \cdot \sigma^2 [Q_{ik \max}] \geq M [Q_{ik \max}] \quad (3.21)$$

де  $\alpha_i$  – заданий рівень ймовірності, з якою повинне виконатися обмеження;  $t(\alpha_i)$  – нормалізоване значення випадкової величини, що відповідає появі її з ймовірністю, більшою за  $\alpha_i$ ;  $M [Q_{ik}]$  – математичне сподівання величини продуктивності екскаватора;  $\sigma [Q_{ik}]$  – середньоквадратичне відхилення величини продуктивності екскаватора від середнього значення.

При перетворенні обмежень за обсягом видобутку кожного з екскаваторів отримаємо прості обмеження:

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ik}) \geq M [Q_{ik \min}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2 [Q_{ik \min}] \quad (3.22)$$

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ik}) \geq M [Q_{ik \max}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2 [Q_{ik \max}] \quad (3.23)$$

4. Модуль черговості відробки елементарних блоків екскаваторних уступів.

Об'єм видобутку з кожної виймальної ділянки не перевищує запасу руди на даній ділянці

$$P_{ijk} \leq P_{ijk}^{\max} \quad (3.24)$$

Технологічний порядок виймання елементарних блоків екскаватору описується наступними умовами:

$$P_{ijk} = \begin{cases} = 0, & \text{якщо } P_{ij,k-1} < P_{ij,k-1}^{\max}, \\ > 0, & \text{якщо } P_{ij,k-1} = P_{ij,k-1}^{\max}. \end{cases} \quad (3.25)$$

5. Модуль балансу розподілу календарного часу роботи екскаваторів:

$$\sum_{j=1}^m \left( \frac{P_{ijk} + V_{ijk}}{Q_{ik}} + \tau_{\text{пер } i} + \tau_{\text{рем } i} + \tau_{\text{пр } i} \right) \leq T_i, \quad (3.26)$$

де  $\tau_{\text{пер } i}$  – час на перегін  $i$ -го екскаватора після відробки  $k$ -го елементарного блоку, год.;  $\tau_{\text{рем } i}$  – тривалість планових ремонтів, год.;  $\tau_{\text{пр } i}$  – тривалість інших простоїв, год.;  $T_i$  – календарний фонд часу роботи  $i$ -го екскаватора, год.

Дане обмеження формується із умов, що окремим екскаваторам заздалегідь установлені (визначені) зони (блоки) можливої їхньої роботи і в межах даної математичної моделі не визначається раціональна розстановка та маршрути переїздів екскаваторів, вони визначені місячною програмою гірничих робіт.

Кінцевим результатом, що визначає ефективність роботи кар'єра, є обсяг руди, що надходить на переробку, та її якість. Робота всіх служб кар'єра підпорядкована в першу чергу виконанню плану з цих показників. Тому основа складання графіка роботи видобувного комплексу кар'єра практично на будь-якому часовому інтервалі – це сформовані вантажопотоки від екскаваторів на пункти розвантаження.

В моделі родовища проводиться побудова ізоліній, які відображують вміст компонента. На перетині контура виймального блока, позначеного на моделі родовища, та отриманих ізоліній визначають контур, в якому вміст компонента вважають постійним. Контури, сумарна ширина яких не перевищує однієї заходки екскаватора, об'єднуються, і в них розраховується середнє значення компонент. По даному контуру підраховують відповідний обсяг. В роботі алгоритму формування тижнево-добового графіка необхідно обов'язково враховувати послідовність, з якою певний екскаватор відвантажує окремі ділянки з різним якісним складом гірничої маси. В алгоритмі, що описаний в роботі, вказана послідовність задається, виходячи з вибраного напрямку та порядку відробки виймального блока, що визначено за методикою, викладеною у п.2.1.2.

Як бачимо, отримана модель – багатокритеріальна оптимізаційна, яка має нелінійний характер цільових функцій та обмежень, але за деякого перетворення математичних виразів, отриманих вище, зводиться до лінійної з найменшими втратами щодо точності та оптимальності.

Таким чином, математична модель задачі має вигляд задачі лінійного програмування і до неї можна використати вже розроблені методи розв'язання та аналізу:

-критерії, що можуть застосовуватись в моделі:

$$F_1 = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m c_{ijk} \cdot P_{ijk} \Rightarrow \min ,$$

$$F_2 = \sigma_X^2 = \sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{nj})^2 \rightarrow \min ,$$

$$F_3 = \sum [(P_{ijk}^{\max} - R_j) - P_{ijk}] \Rightarrow \min ,$$

$$F_4 = \sum_{i=1}^n P_{ijk} \Rightarrow \max ,$$

$$F_5 = \sum_{i=1}^n (P_{ijk} + V_{ij}) \Rightarrow \max ,$$

$$F_6 = \sum_{i=1}^n \tau_{nepi} \Rightarrow \min ;$$

-обмеження моделі:

$$A_{nj} \leq \sum_{i=1}^n P_{ijk} \leq A_{nj} + \Delta A_j ;$$

$$\sum_{i=1}^n P_{ijk} [\alpha_{ik} - (\alpha_{nj} - \Delta \alpha_j)] \geq 0 ;$$

$$\sum_{i=1}^n P_{ijk} [\alpha_{ik} - (\alpha_{nj} - \Delta \alpha_j)] \leq 0$$

$$\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (D_{ik} - D_j) \leq 0 ;$$

$$\sum_{i=1}^n P_{ijk} \leq \frac{T_j}{T_j + S_j + L_j} \cdot A_{nj} ;$$

$$\sum_{i=1}^n P_{ijk} \leq \frac{S_j}{T_j + S_j + L_j} \cdot A_{nj} ;$$

$$\sum_{i=1}^n P_{ijk} \leq \frac{L_j}{T_j + S_j + L_j} \cdot A_{nj} .$$

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ik}) \geq M [Q_{ik \min}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2 [Q_{ik \min}] ,$$

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ik}) \geq M [Q_{ik \max}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2 [Q_{ik \max}] ,$$

$$P_{ijk} \leq P_{ijk}^{\max} ;$$

$$P_{ijk} = \begin{cases} = 0, \text{ якщо } P_{ij,k-1} < P_{ij,k-1}^{\max}, \\ > 0, \text{ якщо } P_{ij,k-1} = P_{ij,k-1}^{\max}. \end{cases}$$

$$\sum_{j=1}^m \left( \frac{P_{ijk} + V_{ijk}}{Q_{ik}} + \tau_{\text{пер}} + \tau_{\text{рем}} + \tau_{\text{пр}} \right) \leq T_i$$

$$P_{ijk} \geq 0, i = 1, n; j = 1, m; k = 1, p.$$

У більшості випадків розв'язання задачі багатокритеріальність можна спростити за допомогою методу пріоритетів. При цьому спочатку критерії ранжуються в порядку важливості і задача розв'язується стільки разів, скільки критеріїв обрала ЛПР для моделювання гірничотранспортного процесу. На кожному етапі задачу лінійного програмування можна розв'язувати одним з відомих методів: симплекс, двоїтий симплекс, М-метод, двохетапний метод тощо. Причому кожний наступний розв'язок не може погіршити значення цільової функції, отримане на попередньому етапі. Це обумовлено наявністю у рядку цільової функції симплекс-матриці при отриманні базового розв'язку набору нулів, що означає можливість отримання іншого розв'язку без зміни значення цільової функції [76].

В якості прикладу на рис. 3.2 представлений такий варіант розв'язання багатокритеріальної задачі, в якому значення критеріїв  $F_1$  та  $F_2$  (залізо загальне, магнітне, у концентраті, сума відхилень) почали погіршуватись лише на четвертому за рахунком критерії ( $F_2$  для заліза у концентраті), при цьому перші три ( $F_1$ ,  $F_2$  для заліза загального,  $F_2$  для заліза магнітного) залишались незмінними при розв'язанні задачі за будь-яким із цих критеріїв.

Розрахунковий критерій\Критерії	F1	F2 общ	F2 мг	F2 конц	F2 всего
F1 (середньозважена відстань)	324071,3	2,727847	0,158873	0,634964	3,521684
F2 общ (відхилення Fe заг)	324071,3	2,727847	0,158873	0,549487	3,436206
F2 мг(відхилення Fe мг)	324071,3	2,727847	0,158873	0,56609	3,452809
F2 конц (відхилення Fe конц)	324071,3	2,727847	0,158873	0,491603	3,378322
F2 всего (сума відхилен Fe заг,мг,конц)	324071,3	2,727847	0,158873	0,54724	3,23396

Рис. 3.2. Приклад застосування методу пріоритетів для розв'язання багатокритеріальної задачі оперативного планування (критерій, за яким розв'язувалась задача – у першому стовпчику)

Розв'язання задачі оперативного декадно-добового планування може відбуватися із врахуванням лише тих критеріїв та обмежень, які власне ЛПР вважатиме за доцільне включити до моделі (рис. 3.3).

**Критерии**

- Транспортные расходы (мин)
- Отклонение качества на пунктах разгрузки (мин)
- Отклонение контуров (мин)
- Объем руды (макс)
- Объем горной массы (макс)
- Длительность перегонов (мин)
- Равномерность выполнения плана экскаваторами (мин)
- Необходимое количество транспортных средств (мин)

**Ограничения**

- Производительность пунктов разгрузки
- Качественные показатели
- Производительность экскаваторов
- Очередность отработки блоков
- Баланс распределения фонда времени экскаваторов
- Учет выполнения плана за предыдущий период
- Определения количества и распределение транспорта

Рис. 3.3. Вибір критеріїв та обмежень ЛПР при розв'язанні задачі оперативного планування

Приклад реалізації алгоритму розбивки місячної програми за критерієм мінімуму транспортних витрат за кожним різновидом гірничої маси представлений на рис. 3.4.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
3	Распределение грузопотоков (экскаваторы-перегрузки, тыс.м3) ноябрь 2015 г.														
4	Перегрузки\ экскаваторы	АО №2 За	АО №2 За	АО №2 За	АО К №5	АО К №6	ПП К №2	ПП К №3	ПП К №6	ПП ст.К-2	ПП ст.К-2	ПП Шахта	ПП ЩК №	ПП ЩК №	Всего
5	11	40													40
6	12	50				10	60								120
7	23							35		75				10	120
8	24	100									20				120
9	33	120				50									170
10	34					180	25				10				215
11	35	170													170
12	40	360										10		30	400
13	42										80				80
14	43						40			41			139		220
15	44	100	35	85											220
16	45		30	15	175										220
17	46	40	112			68			79						299
18	47		39							23	48				110
19	48			145			20	55							220
20	Hitachi EX-3600-6E №9		39								71				110
21	ЭКГ 8И №71	200													200
22	ЭКГ 8И №72			40										80	120
23	Всего	1180	255	285	175	308	145	90	79	139	139	100	139	120	3154
24															
25		Объем, тыс.м3	Ср.расст., м	Средневзвешенное расстояние 4313,23											
26	K22	417	5033,78												
27	K233	432	2179,55												
28	Наносы	400	2323,03												

Рис. 3.4. Приклад реалізації алгоритму розбивки місячної програми за критерієм мінімуму транспортних витрат ( $F_1$ ) за кожним різновидом гірничої маси

На рис. 3.4 у першому стовпчику представлені назви екскаваторів, у першому рядку – назви можливих пунктів розвантаження, а на перетину відповідних стовпчиків та рядків – відповідні об’єми перевезень гірничої маси. Як бачимо, для загального об’єму перевезень у 3154 тис.м<sup>3</sup> (комірка O23) може бути досягнуто найменша середньозважена відстань 4313,23 м.

Якщо задати середньозважену відстань у діапазоні від 4700 до 4800, отримаємо такий розподіл за критерієм мінімуму відхилення якості, що представлений на рис. 3.5.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
3	Распределение грузопотоков (экскаваторы-перегрузки, тыс.м3) ноябрь 2015 г.														
4	Перегрузки\экскаваторы	АО №2 За	АО №2 За	АО №2 За	АО К №5	АО К №6	ПП К №2	ПП К №3	ПП К №6	ПП ст.К-2	ПП ст.К-2	ПП Шахта	ПП ЩК №	ПП ЩК №	Всего
5	11	40													40
6	12	54				10	56								120
7	23							31		75				14	120
8	24	100									20				120
9	33	120				50									170
10	34					180	29				6				215
11	35	170													170
12	40	360										14		26	400
13	42										80				80
14	43						40			41			139		220
15	44	100	31	89											220
16	45		185	15	20										220
17	46	36			116	68	20		59						299
18	47		39							23	48				110
19	48			141				59	20						220
20	Hitachi EX-3600-6E №9				39						71				110
21	ЭКГ 8И №71	200													200
22	ЭКГ 8И №72			40										80	120
23	Всего	1180	255	285	175	308	145	90	79	139	139	100	139	120	3154
24															
25		Объем, тыс.м3	Ср.расст. м	Средневзвешенное расстояние 4796,67											
26	K22	417	5033,78												
27	K233	432	2503,34												
28	Наносы	400	2323,03												

Рис. 3.5. Приклад реалізації алгоритму імовірнісної моделі розбивки місячної програми за критерієм мінімуму відхилень якості від заданого діапазону значень

Як бачимо із рис. 3.5, при моделюванні за критерієм мінімуму відхилень якості руди на пунктах розвантаження від планових значень для того самого сумарного об’єму перевезень у 3154 тис.м<sup>3</sup> і заданого діапазону середньозваженої відстані (від 4700 до 4800 м) отримали такий розподіл вантажопотоків, при якому значення відстані сягне 4796,67 м.

Можна спробувати змінити розподіл вантажопотоків, примусово не призначаючи який-небудь перевантажувальний пункт екскаватору (41-му екскаватору не призначають розвантаження АО К №5 Лавр., оскільки відстань до

нього від даного екскаватора найбільша), це призводить до призначення йому більшого об'єму перевезень, тобто кращої відробки місячного блоку – критерій  $F_3$ . Тоді отримаємо рішення, що представлено на рис. 3.6.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
3	Распределение грузопотоков (экскаваторы-перегрузки, тыс.м3) ноябрь 2015 г.														
4	Перегрузки\экскаваторы	АО №2 За	АО №2 За	АО №2 За	АО К №5	АО К №6	ПП К №2	ПП К №3	ПП К №6	ПП ст.К-2	ПП ст.К-2	ПП Шахта	ПП ЩК №	ПП ЩК №	Всего
5	11				40										40
6	12				54	10	56								120
7	23							31		75				14	120
8	24	19			81						20				120
9	33	120				50									170
10	34					180	29					6			215
11	35	170													170
12	40	360										14		26	400
13	42											80			80
14	43						40			41			139		220
15	44	100	31	89											220
16	45	20	185	15											220
17	46	152				68	20		59						299
18	47		39							23	48				110
19	48			141				59	20						220
20	Hitachi EX-36	39									71				110
21	ЭКГ 8И №71	200													200
22	ЭКГ 8И №72			40										80	120
23	Всего	1180	255	285	175	308	145	90	79	139	139	100	139	120	3154
24															
25		Объем, тыс.м3	Ср.расст. м	Средневзвешенное расстояние 4838,76											
26	K22	417	5033,78												
27	K233	432	2503,34												
28	Наносы	400	2323,03												

Рис. 3.6 Приклад реалізації алгоритму імовірнісної моделі розбивки місячної програми за критерієм  $F_3$

Приблизно в 10 % випадків при розв'язанні задачі розподілу вантажопотоків умови задачі виявляються несумісними.

Для виявлення причин несумісності введемо додаткові необхідні ресурси  $q_i$  та запишемо математичну модель у вигляді:

$$F_1 = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m c_{ijk} \cdot (P_{ijk} + V_{ijk}) \Rightarrow \min, \quad (3.27)$$

$$F_2 = \sigma_x^2 = \frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{ni})^2}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \rightarrow \min, \quad (3.28)$$

$$F_3 = \sum [(P_{ijk}^{\max} - R_{jk}) - P_{ijk}] \Rightarrow \min, \quad (3.29)$$

$$F_4 = \sum_{i=1}^n P_{ijk} \Rightarrow \max.$$

$$A_{nij} \leq \sum_{i=1}^n P_{ijk} \leq A_{nij} + \Delta A_j, \quad (3.30)$$

$$\alpha_{nj} - \Delta\alpha_j \leq \frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot \alpha_{ik}}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \leq \alpha_{nj} + \Delta\alpha_j, \quad (3.31)$$

$$\frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot D_{ik}}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \leq D_j, \quad (3.32)$$

$$\sum_{i=1}^n P'_{ijk} : \sum_{i=1}^n P''_{ijk} : \sum_{i=1}^n P'''_{ijk} = T_j : S_j : L_j, \quad (3.33)$$

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ik}) \geq M[Q_{ik \min}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2[Q_{ik \min}], \quad (3.34)$$

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ijk}) \geq M[Q_{ik \max}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2[Q_{ik \max}] + q_{ik}, \quad (3.35)$$

$$P_{ijk} \leq P_{ijk}^{\max}, \quad (3.36)$$

$$\sum_{j=1}^m \left( \frac{P_{ijk} + V_{ijk}}{Q_{ik}} + \tau_{\text{пер}} + \tau_{\text{рем}} + \tau_{\text{пр}} \right) \leq T_i, \quad (3.37)$$

$$P_{ijk} \geq 0, \quad i = 1, n; j = 1, m; k = 1, p \quad (3.38)$$

Така постановка дає можливість визначити мінімальне значення додаткових необхідних продуктивностей. Для цього формуємо наступну математичну модель:

$$F = \sum_{i=1}^n q_{ki} \Rightarrow \min, \quad (3.39)$$

$$A_{nj} \leq \sum_{i=1}^n P_{ijk} \leq A_{nj} + \Delta A_j, \quad (3.40)$$

$$\alpha_{nj} - \Delta\alpha_j \leq \frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot \alpha_{ik}}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \leq \alpha_{nj} + \Delta\alpha_j, \quad (3.41)$$

$$\frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot D_{ik}}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \leq D_j, \quad (3.42)$$

$$\sum_{i=1}^n P'_{ijk} : \sum_{i=1}^n P''_{ijk} : \sum_{i=1}^n P'''_{ijk} = T_j : S_j : L_j, \quad (3.43)$$

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ik}) \geq M[Q_{ik \min}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2[Q_{ik \min}], \quad (3.44)$$

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ijk}) \geq M[Q_{ik \max}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2[Q_{ik \max}] + q_{ik}, \quad (3.45)$$

$$P_{ijk} \leq P_{ijk}^{\max}, \quad (3.46)$$

$$\sum_{j=1}^m \left( \frac{P_{ijk} + V_{ijk}}{Q_{ik}} + \tau_{\text{пер}} + \tau_{\text{рем}} + \tau_{\text{пр}} \right) \leq T_i, \quad (3.47)$$

$$P_{ijk} \geq 0, \quad i = 1, n; j = 1, m; k = 1, p. \quad (3.48)$$



Якщо в реальних умовах збільшити продуктивності немає можливості, то потрібно коректувати директивні показники, до яких належать  $A_{пл,j}$ ,  $T_j$ ,  $S_j$ ,  $L_j$ ,  $D_j$ ,  $\alpha_{пл,j}$ , щоб отримати розв'язок, який визначається наявними ресурсами.

Механізм роботи інформаційно-аналітичної системи забезпечення якості рудної шихти в частині управління сировинними ресурсами кар'єра представлений на рис. 3.7.

Блок 1 призначений для визначення необхідних об'ємів гірничої маси, що повинні ще надійти на пункти розвантаження: від планових показників віднімаються об'єми, що вже відвантажені на пункті. Блок 2 вказує завдання значень початкових директивних числових параметрів: продуктивності екскаваторів, об'ємних та якісних характеристик вибоїв та пунктів розвантаження, співвідношення сортів руд на пунктах розвантаження. Блок 3 призначений для створення симплекс-матриці і розв'язання задачі оптимізації вантажопотоків за одним з обраних ЛПР критеріїв. Якщо розв'язок знайдений (блок 4), то визначаються заплановані якісні показники руди на пунктах розвантаження (блок 5), представляється результат розв'язання (визначаються конфігурації видобувних блоків, маршрути транспортування гірничої маси тощо) (блок 6), аналізується оптимальний розв'язок (граничні значення якісних та об'ємних показників, множники Лагранжа, нормовані градієнти тощо, блок 11) та формується план-наряд роботи кар'єрних ділянок (блок 7). Якщо ж розв'язок неможливий, формується нова симплекс-матриця із додатковими об'ємами видобутку для екскаваторів (вираз (3.48), (блок 9). Якщо це дозволило позбавитись несумісності обмежень (блок 10), то представляється результат (блок 6), проводиться його аналіз (блок 11) та формуються план-наряди (блок 7); у протилежному випадку відбувається корекція початкових параметрів із блоку 2 за допомогою діалогу із ЛПР.

Але у тому випадку, коли на певному етапі розв'язку багатокритеріальної задачі (при розрахунку за якимось критерієм) неможливо знайти розв'язок без погіршення значення якого-небудь попереднього (наприклад, при розрахунку за критерієм  $F_3$  не можна не погіршити значення  $F_1$ ), потрібно залучати до розв'язання методологію прийняття рішень, яка розглянута у п.1.4.

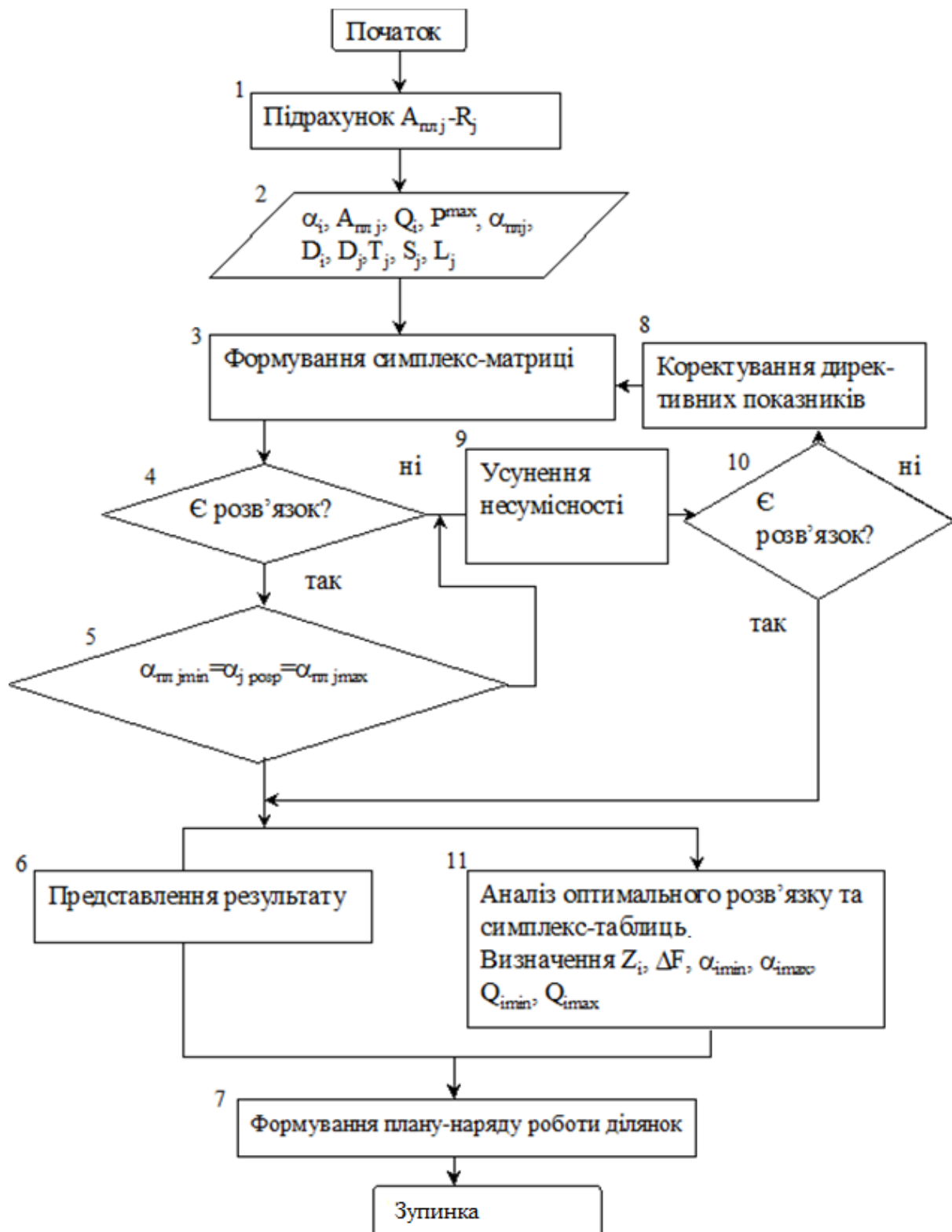


Рис. 3.7. Механізм роботи інформаційно-аналітичної системи забезпечення якості рудної шихти

### 3.2. Обґрунтування методики аналізу стійкості прийнятих технологічних рішень при оперативному плануванні гірничотранспортних робіт

Деякі можливості щодо аналізу розв'язку надає і добре розвинута та широко розповсюджена теорія лінійного програмування, що розглянуто в даній роботі, а також докладний розгляд можливої гірничої ситуації, що складається на кар'єрі.

Проведемо аналіз отриманого рішення вищеописаної математичної моделі оперативного планування транспортних процесів (3.1)-(3.26), яка звелась до багатокритеріальної задачі лінійного програмування.

Важлива властивість двоїстої задачі лінійного програмування в тому, що  $\min F_i = \max F_{di}$ . Тоді  $\min Z = \sum_i b_i y_i$ ,

де  $y_i$  – змінна двоїстої задачі,

$b_i$  – праві частини обмежень основної задачі – коефіцієнти при змінних цільової функції двоїстої задачі.

Якщо останню формулу записати для наочності в формі  $\min Z = \sum_{i=1}^k y_i b_i$ , то видно, що двоїсті змінні  $y_i$  є коефіцієнтом при  $b_i$  і, відповідно, показують, як зміниться цільова функція при зміні ресурсу  $b_i$  на одиницю. Це так звана двоїста оцінка або тіньова ціна.

Дуже істотно, що для знаходження оцінок двоїсту задачу розв'язувати не потрібно. Їхні значення знаходяться в симплекс-таблиці оптимального розв'язку початкової задачі.

Визначаємо значення двоїстих оцінок наступним чином. Якщо деякий  $i$ -й ресурс використовується не повністю, тобто наявний деякий резерв, значить, додаткова змінна в обмеженні для даного ресурсу буде більша за нуль.

Таким ресурсом може бути [7, 39, 78, 86, 106]:

- продуктивність екскаватора (min та max);
- якісна характеристика рудної маси;
- обсяг блоку, який розробляється екскаватором.

Наприклад, значенню  $Q_{ik \max}$  відповідає двоїста оцінка  $z_i$ . Це означає, що продуктивність екскаватора буде використовуватись лише на  $Q_{ik \max} - z_i$  і може бути ще збільшена за необхідності на  $z_i$ . При цьому зміни цільової функції не відбудеться. Отже, для цього обмеження двоїста змінна  $u_i = 0$ .

Таким чином, якщо двоїста змінна обмеження дорівнює нулю та додаткова змінна більша за нуль, то за даним ресурсом наявний резерв.

Якщо ресурс використовується повністю, то його збільшення або зменшення вплинуть на розподіл вантажопотоків  $i$ , відповідно, на величину цільової функції. Значення двоїстої оцінки при цьому знаходиться в симплекс-таблиці на перетині рядка цільової функції зі стовпчиком даної додаткової змінної.

Розглянемо докладніше двоїсту задачу. Для її розв'язку необхідно за аналогією з основною задачею вводити додаткові двоїсті змінні (наприклад,  $v_i$ ). Значення цих додаткових двоїстих змінних спеціально обчислювати не потрібно, їхні значення визначаються з симплекс-таблиці. Спостерігається наступна закономірність: якщо основні змінні  $P_{ijk}$  увійшли до оптимального рішення ( $P_{ijk} \neq 0$ ), то їхні додаткові змінні  $v_i = 0$ . Якщо основні змінні не увійшли в оптимальний розв'язок, тобто за результатами симплекс-перетворень вони дорівнюють нулю ( $P_{ijk} = 0$ ), то відповідні їм додаткові змінні мають додатне значення ( $v_i > 0$ ). Ці значення певних  $v_i$  показують, наскільки зменшиться цільова функція за примусового випуску одиниці даної продукції. Отже, якщо ми захочемо примусово перевезти руду по якомусь маршруту  $P_{ijk}$ , то цільова функція зміниться на величину  $\Delta F = P_{ijk} \cdot v_i$ .

З наведеного видно, що при розв'язанні математичної моделі оперативного планування транспортних процесів додатково можна провести аналіз отриманого рішення, не застосовуючи додаткових розрахунків.

Проаналізуємо, як зміниться отримане оптимальне рішення при зміні вихідних даних. Переглянемо, як впливає на оптимальне рішення зміна двох елементів математичної моделі розподілу вантажопотоків:

- а) непідтвердження якісних показників  $\alpha_i$  при відробці родовища;
- б) непідтвердження продуктивності екскаваторів  $Q_i$ .

В математичній моделі одна з цільових функцій дорівнює

$$F_2 = \sigma_X^2 = \sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{nl})^2 \rightarrow \min. \quad (3.40)$$

Припустимо, що значення якісного показника  $\alpha_{ik}$  зміниться на величину  $\Delta\alpha_{ik}$  і стане  $\alpha_{ik}' = \alpha_{ik} + \Delta\alpha_{ik}$ . Тоді цільова функція матиме вигляд

$$F_2' = \sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (\alpha_{ik}' - \alpha_{nl})^2 \Rightarrow \min. \quad (3.41)$$

Тоді в результаті розв'язку моделі до величин, що знаходяться в симплекс-таблиці, додаються величини  $u_i \cdot \Delta\alpha_{ik}$  в рядку  $P_{ijk}$ .

Цільова функція моделі мінімізується, тому в рядку цільової функції симплекс-таблиці всі елементи, крім вільного, будуть невід'ємні. Отже, розв'язок буде оптимальним за умов:

$$a_{ij} + u_i \cdot \Delta\alpha_{ik} \geq 0 \Rightarrow \Delta\alpha_{ik} \geq -\frac{a_{ij}}{u_i}. \quad (3.42)$$

Серед отриманих значень  $\Delta\alpha_{ik}$  вибираємо найбільше і найменше і можемо тоді скласти нерівність

$$\Delta\alpha_{ik \min} \leq \Delta\alpha_{ik} \leq \Delta\alpha_{ik \max}. \quad (3.43)$$

Ця умова визначає границі зміни  $\Delta\alpha_{ik}$ , за яких зберігається структура оптимального плану, тобто масив ненульових вантажопотоків будуть складати ті самі  $P_{ijk}$ .

Якщо від границь прирощень  $\Delta\alpha_{ik}$  перейти до границь значень величини  $\alpha_{ik}$ , то можна записати

$$\min \alpha_{ik} = \alpha_{ik} + \Delta\alpha_{ik \min}, \quad (3.44)$$

$$\max \alpha_{ik} = \alpha_{ik} + \Delta\alpha_{ik \max}. \quad (3.45)$$

Таким чином, при зміні  $\alpha_{ik}$  в межах  $\min \alpha_{ik} \leq \alpha_{ik} \leq \max \alpha_{ik}$  вантажопоток  $P_{ijk}$  буде потрібний для формування рудного потоку на пункті прийому.

При зміні продуктивності екскаваторів на величину  $\Delta Q_i$  обмеження для продуктивності екскаватора матиме вигляд:

$$\sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ijk}) \geq M [Q_{ijk \max}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2 [Q_{ijk \max}] - \Delta Q_{ijk},$$

$$\sum_{j=1}^m P_{ijk} \geq M [Q_{ijk \max}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2 [Q_{ijk \max}] - \Delta Q_{ijk} - V_{ijk}, \quad (3.46)$$

що при розв'язанні задачі симплекс-методом запишеться як

$$y_i = (M[Q_{ijk \max}] - t(\alpha_i) \cdot \sigma^2 [Q_{ijk \max}] - \Delta Q_{ijk} - V_{ijk}) - \sum_{j=1}^m P_{ijk} \cdot \quad (3.47)$$

Переглянувши симплекс-таблицю з оптимальним розв'язком, знайдемо діапазон зміни вільних коефіцієнтів, аналогічний діапазону зміни значень коефіцієнтів цільової функції. Розв'язок є припустимим в тому випадку, якщо всі елементи в стовпці вільних членів будуть невід'ємними:

$$d_{ij} + u_i \cdot \Delta Q_{ik} \geq 0 \Rightarrow \Delta Q_{ik} \geq -\frac{d_{ij}}{u_i}, \quad (3.48)$$

і можемо сформулювати нерівність

$$\Delta Q_{ik \min} \leq \Delta Q_{ik} \leq \Delta Q_{ik \max}. \quad (3.49)$$

Перехід від  $\Delta Q_{ik}$  до границь  $Q_{ik}$  проводиться по залежностям

$$\min Q_{ik} = Q_{ik} + \min \Delta Q_{ik}, \quad (3.50)$$

$$\max Q_{ik} = Q_{ik} + \max \Delta Q_{ik}, \quad (3.51)$$

$$\min Q_{ik} \leq Q_{ik} \leq \max Q_{ik}. \quad (3.52)$$

Знайдені границі показують межі, в яких можуть змінюватись продуктивності екскаваторів, щоб структура оптимального розв'язку, тобто масив ненульових вантажопотоків залишився без зміни. А це означає, що при зміні продуктивності екскаватора в знайдених границях оптимальними (тобто такими, що забезпечують найменші відхилення за якістю та обсягами та найменші витрати) є ті ж самі вантажопотоки, але з іншими числовими параметрами.

При цьому значення вантажопотоків

$$P_{ijk}' = P_{ijk} + u_i \cdot \Delta Q_{ik}. \quad (3.53)$$

Ще раз відзначимо, що такі дані можуть бути отримані без додаткових обчислень та розв'язків задачі, а лише при використанні симплекс-таблиці основної математичної моделі.

Крім того, виявляється, що границі зміни  $\Delta Q_{ik}$  – це і є межі справедливості двоїстих змінних  $u_i$ . А межі зміни  $\Delta \alpha_{ik}$  – це границі справедливості додаткових двоїстих змінних  $v_i$ . Додаткові двоїсті змінні  $v_i$  показують, наскільки змінюється

цільова функція при примусовому включенні вантажопотоку в оптимальний розв'язок. Тіньова ціна  $u_i$  показує, як зміниться цільова функція при зміні ресурсів на одиницю.

Аналіз розв'язку задачі оперативного планування процесів транспортування гірничої маси показує, що вищеописана математична модель дозволяє оптимізувати продуктивність екскаваторів у вибоях та забезпечити найменші відхилення якості та обсягу вантажопотоків. Крім того, будь-яку математичну модель потрібно коректно адаптувати для реальних виробничих умов. При цьому виникають відразу декілька питань, на які важко знайти однозначну відповідь. В основному вони стосуються підготовки початкових даних, які лежать в основі розрахунків. Параметри  $c, l, \alpha, T, S, L, V, P_{ij}^{\max}$  можуть бути розраховані або задані з достатньою точністю, але знаходження параметрів  $Q$  та  $A_{\text{пл}}$  може бути окремою задачею, причому не дуже простою. Звичайно, на кожному кар'єрі існують норми виробки екскаваторів для різних гірничих умов, які ґрунтуються на обробці багаторічного статистичного матеріалу. Проте коливальність фактичних продуктивностей екскаваторів показує, що точність визначення такого визначеного виробничого параметру не можна вважати достатньо вірогідною. Крім того, величину  $Q$  треба вважати ще й обумовленою роботою транспортної ланки, адже продуктивність екскаваторів визначається продуктивністю транспортної ланки

$$Q_{j(n)} = \sum_{j=1}^n P_{j(n)}^{(m)},$$

і із збільшенням значень  $n$  збільшується до певної величини, а потім залишається сталою (тут  $P_{j(n)}^{(r)}$  – продуктивність автосамоскиду). Тому фактично величина продуктивності екскаватора – величина, якою можна варіювати для врахування певних гірничих умов, що склались на кар'єрі у певний період часу.

В якості прикладу промодельюємо наступну ситуацію визначення вантажопотоків, для якої треба скласти план вантажоперевезень розкривних порід. При цьому можуть працювати 12 екскаваторів на 9 розвантажувальних пунктах. Дані про екскаватори наведені у табл. 3.1, а про пункти розвантаження – у табл. 3.2.

Таблиця 3.1

Дані для планування роботи екскаваторів на 09.10.2014

№ екскаватора	Тип гірничої маси	Максимальна продуктивність, тис.м <sup>3</sup> /добу	Можливі пункти розвантажень
11	Граніти	6,47	148
41	Суміш скали	16,35	148, Сх, 69, 8, 90
72	Граніти	3,75	148
47	Кварцити	7,5	148
52	Граніти	3,07	148
40	Граніти	12,27	22, 7, 85
23	Кварцити	3,41	148, Сх, 69, 8, 90
43	Кварцити	2,73	148, Сх, 69, 8, 90
45	Суміш скали	8,86	148, Сх, 69, 8, 90
44	Кварцити	7,67	148, Сх, 69, 8, 90
35	Кварцити	4,77	148, Сх, 69, 8, 90
12	Глина	2,04	148, Зах
Усього		78,89	

Таблиця 3.2

Дані для планування роботи екскаваторів на 09.10.2014

Назва пункту розвантаження	Тип гірничої маси	Приймальна здатність (максимальна) пункту, тис.м <sup>3</sup> /добу	Екскаватори, що можуть вантажити гірничу масу
69	Скала	1,93	41, 23, 43, 45, 44, 35
8	Скала	3,22	41, 23, 43, 45, 44, 35
90	Скала	3,22	41, 23, 43, 45, 44, 35
22	Скала	3,54	40
85	Скала	3,87	40
7	Скала	4,19	40
148	Розкриття	15,48	11, 41, 72, 47, 52, 23, 43, 45, 44, 35, 12
Сх	Скала	20,77	23, 43, 45, 44, 35
Зах	Наноси	21,93	12
	Усього	78,15	



Більш наочно моделювання ситуації визначення вантажопотоків можна представити графічно на рис. 3.8, де кружечками показані номери екскаваторів, прямокутниками – пункти розвантаження, поруч з фігурами вказані максимальні продуктивності екскаваторів або максимальні приймальні здатності пунктів розвантаження.

Із семи обмежень, вказаних у моделі оперативного планування процесів транспортування гірничої маси, в даному випадку актуальними будуть перше і четверте, які утворюють сумарно  $12+9=21$  подвійні нерівності. При цьому перші 12 нерівності відповідають обмеженням з продуктивності екскаваторів:

$$Q_{40} \leq P_{40-22} + P_{40-85} + P_{40-7} \leq 12,27;$$

$$Q_{12} \leq P_{12-3ax} + P_{12-148} \leq 2,04;$$

$$Q_{11} \leq P_{11-148} \leq 6,47;$$

$$Q_{52} \leq P_{52-148} \leq 3,07;$$

$$Q_{72} \leq P_{72-148} \leq 3,75;$$

$$Q_{47} \leq P_{47-148} \leq 7,5;$$

$$Q_{41} \leq P_{41-Cx} + P_{41-148} + P_{41-69} + P_{41-8} + P_{41-90} \leq 16,35;$$

$$Q_{23} \leq P_{23-Cx} + P_{23-148} + P_{23-69} + P_{23-8} + P_{23-90} \leq 3,41;$$

$$Q_{43} \leq P_{43-Cx} + P_{43-148} + P_{43-69} + P_{43-8} + P_{43-90} \leq 2,73;$$

$$Q_{45} \leq P_{45-Cx} + P_{45-148} + P_{45-69} + P_{45-8} + P_{45-90} \leq 8,86;$$

$$Q_{44} \leq P_{44-Cx} + P_{44-148} + P_{44-69} + P_{44-8} + P_{44-90} \leq 7,67;$$

$$Q_{35} \leq P_{35-Cx} + P_{35-148} + P_{35-69} + P_{35-8} + P_{35-90} \leq 4,77, \text{ а інші 9 обмежень обумовлені}$$

приймальними здатностями пунктів розвантаження:

$$A_{22} \leq P_{40-22} \leq 3,54;$$

$$A_{85} \leq P_{40-85} \leq 3,87;$$

$$A_7 \leq P_{40-7} \leq 4,19;$$

$$A_{3ax} \leq P_{12-3ax} \leq 21,93;$$

$$A_{148} \leq P_{12-148} + P_{11-148} + P_{52-148} + P_{72-148} + P_{47-148} + P_{41-148} + P_{23-148} + P_{43-148} + P_{45-148} + P_{44-148} + P_{35-148} \leq 15,48;$$

$$A_{Cx} \leq P_{41-Cx} + P_{23-Cx} + P_{43-Cx} + P_{45-Cx} + P_{44-Cx} + P_{35-Cx} \leq 20,77;$$

$$A_{69} \leq P_{41-69} + P_{23-69} + P_{43-69} + P_{45-69} + P_{44-69} + P_{35-69} \leq 1,93;$$

$$A_8 \leq P_{41-8} + P_{23-8} + P_{43-8} + P_{45-8} + P_{44-8} + P_{35-8} \leq 3,22;$$

$$A_{90} \leq P_{41-90} + P_{23-90} + P_{43-90} + P_{45-90} + P_{44-90} + P_{35-90} \leq 3,22.$$

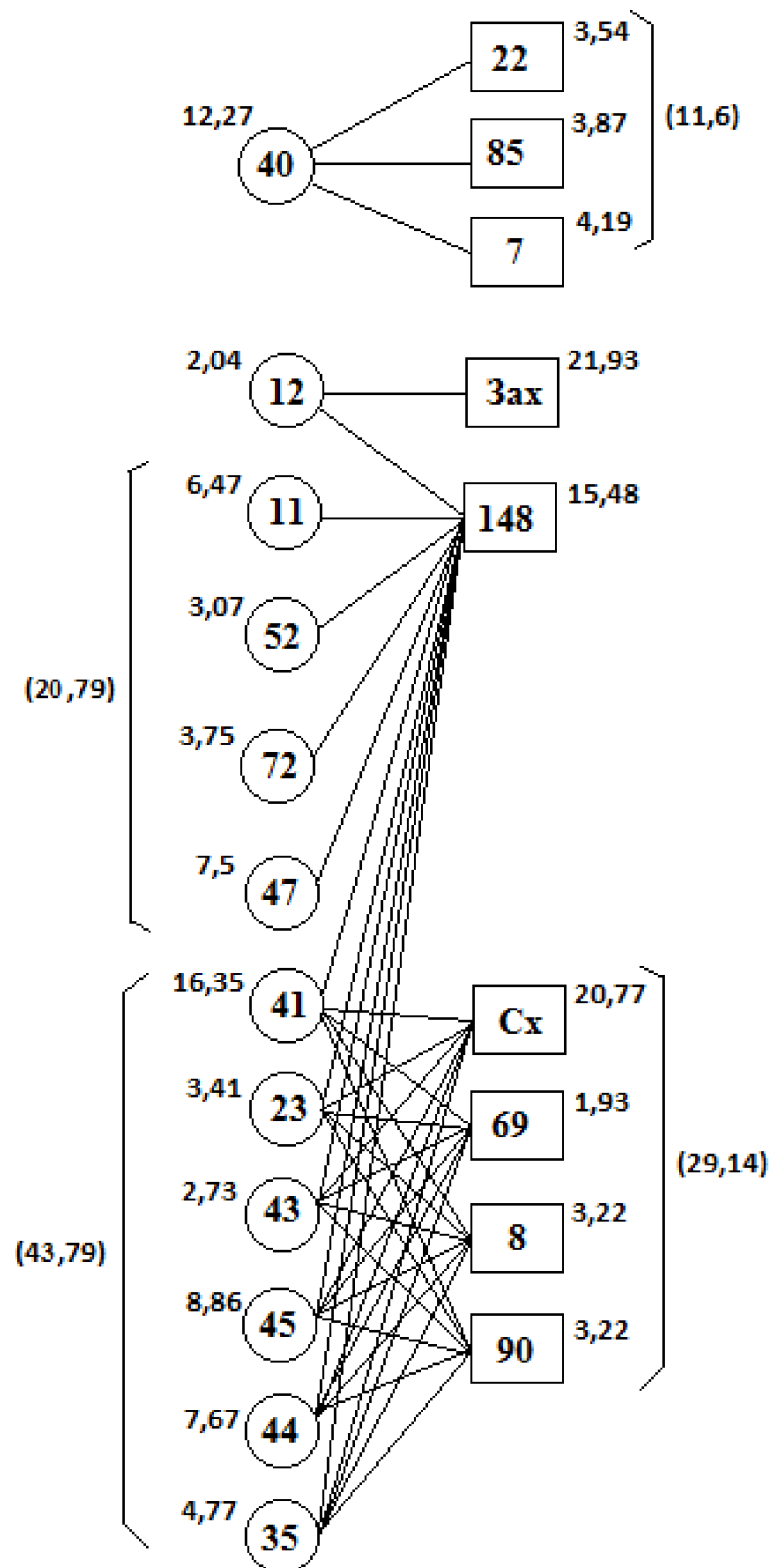


Рис. 3.8. Графічне зображення моделювання визначення вантажопотоків в кар'єрі

Значення  $Q$  та  $A$  можуть приймати значення від 0 до своїх максимальних значень. Якщо усі  $Q$  та  $A$  прийняти рівними 0, то отримаємо тривіальне рішення, коли усі  $P_{ij}=0$ , що не має фактичного сенсу. Тому якісь значення  $Q$  і  $A$  повинні бути відмінними від 0, і на етапі підготовки вихідних даних задачі оперативного планування потрібно визначити коректні величини продуктивності екскаваторів та приймальних здатностей пунктів розвантаження.

Дуже часто виникає ситуація умовного дефіциту, коли один з елементів вантажопотоків (екскаватори або пункти розвантаження) не можуть забезпечити нормальне функціонування усього вантажно-приймального комплексу, тобто  $\Sigma Q \neq \Sigma A$ . Тоді елемент з меншим значенням продуктивності в лівій частині нерівності має 0, а з більшим – розраховується пропорційно. Тобто при  $\Sigma Q < \Sigma A$  усі  $Q_{\min i} = Q_{\max i} \frac{\Sigma Q}{\Sigma A}$ , а якщо  $\Sigma Q > \Sigma A$ , то усі  $A_{\min i} = A_{\max i} \frac{\Sigma A}{\Sigma Q}$ .

У нашому прикладі  $\Sigma Q=78,89$ ,  $\Sigma A=78,15$ , тому приймаємо

$$Q_{40}=12,27 \cdot 78,15/78,89=12,15; Q_{12}=2,04 \cdot 78,15/78,89=2,02;$$

$$Q_{11}=6,47 \cdot 78,15/78,89=6,41; Q_{52}=3,07 \cdot 78,15/78,89=3,04;$$

$$Q_{72}=3,75 \cdot 78,15/78,89=3,71; Q_{47}=7,5 \cdot 78,15/78,89=7,43;$$

$$Q_{41}=16,35 \cdot 78,15/78,89=16,2; Q_{23}=3,41 \cdot 78,15/78,89=3,38;$$

$$Q_{43}=2,73 \cdot 78,15/78,89=2,70; Q_{45}=8,86 \cdot 78,15/78,89=8,78;$$

$$Q_{44}=7,67 \cdot 78,15/78,89=7,60; Q_{35}=4,77 \cdot 78,15/78,89=4,73.$$

Тоді, сформувавши модель оперативного планування, спробуємо знайти обсяги вантажопотоків –  $P_{ij}$ . Скористаємось для цього програмним продуктом K-MINE, який надає зручний інтерфейс для розв'язання задачі оперативного планування.

Для цього проаналізуємо схему, зображену на рис. 3.8. У всій структурі можливих вантажоперевезень виділяються чотири умовно відокремлені групи:

1. Екскаватор 40 може вантажити гірничу масу на пункти 22, 85 та 7, причому ці пункти приймають вантажі лише від цього екскаватора. Тобто можемо вважати, що загальна задача розподілу вантажопотоків має невелику умовно самостійну систему обмежень, сформовану екскаватором 40 та пунктами розвантаження 22, 85 та 7. Спробуємо розв'язати її окремо (рис. 3.9).

В даному випадку розв'язок зводиться до вказаних максимальних продуктивності екскаваторів:  $P_{40-22}=3,54$ ;  $P_{40-85}=3,87$ ;  $P_{40-7}=4,19$ .

2. Екскаватори 11, 52, 72, 47 можуть відвантажувати гірничу масу лише на пункт розвантаження 148, причому їхня сумарна продуктивність складає від 0 до 20,79 тис.м<sup>3</sup>, а приймальна здатність пункту сягає від 15,33 до 15,48 тис.м<sup>3</sup>. Перевіримо можливість розв'язання такої підсистеми (рис. 3.10):

Тут спостерігаємо певну оптимізацію розв'язку:  $P_{11-148}=4,88$ ;  $P_{52-148}=2,27$ ;  $P_{72-148}=2,78$ ;  $P_{47-148}=5,55$ .

3. Екскаватори 41, 23, 43, 45, 44, 35 працюють на усі пункти розвантаження, крім Західного, але вважатимемо, що пункт 148 заповнюють екскаватори з п.2. Тому розглянемо ситуацію, коли дані екскаватори працюють на пункти розвантаження Східний, 69, 8, 90 (рис. 3.11):

Маємо наступне розв'язання:  $P_{41-Cx}=10,75$ ;  $P_{23-Cx}=2,28$ ;  $P_{43-Cx}=1,82$ ;  $P_{45-8}=3,22$ ;  $P_{45-Cx}=2,72$ ;  $P_{44-69}=1,92$ ;  $P_{44-90}=3,22$ ;  $P_{35-Cx}=3,20$ ; усі інші вантажопотоки дорівнюють нулю.

4. Остання підгрупа точно не матиме розв'язку: екскаватор 12 може відвантажувати гірничу масу лише на пункт розвантаження Захід. Продуктивність екскаватора від 0 до 2,04, а приймальна здатність пункту від 21,72 до 21,93, тобто екскаватор нездатний забезпечити потрібний об'єм наносів.

Але, звичайно, система планування вантажопотоків, яка претендує на автоматизованість, повинна автономно визначати такі вузькі місця гірничих ситуацій, що склались на кар'єрі, і вживати відповідних заходів [120].

Тому на основі проведеного аналізу позаштатної ситуації сформуємо наступні рекомендації, дотримання яких зменшить невизначеність обмежень моделі оперативного планування:

1. При невідповідності об'ємів гірничої маси, що розробляють екскаватори та пунктів розвантаження потрібно пропорційно змінювати мінімальну продуктивність тих суб'єктів процесу оперативного планування, які мають більшу продуктивність.

Планирование

Подсвечивать расстояния    Центрировать при подсвечке расстояний    **Планирование завершено**

Оборудование (план)    Пункты перегрузки    Результат планирования    Факт Wenco    Матрицы    Таблица расстояний

Результат планирования    Результат планирования по дням

Переместите сюда заголовок колонки для группировки по этому столбцу.

VariantNoSt	DateResult	TypeResult	Equipment	HandlingItem	Distance	TypeRockMass	RockMass	Block_share	Capacity_t	Capacity_tm
На период	0 09.10.2014	за сутки	№40 EX5600	ПП 22 вскрыша	2694,00	Вскрыша	Граниты	3,15	11,15	3,54
На период	0 09.10.2014	за сутки	№40 EX5600	ПП 85 вскрыша	5624,00	Вскрыша	Граниты	3,15	12,19	3,87
На период	0 09.10.2014	за сутки	№40 EX5600	ПП 7 вскрыша	3200,00	Вскрыша	Граниты	3,15	13,20	4,19

Рис. 3.9. Розв'язання окремої підсистеми 1

Планирование

Подсвечивать расстояния    Центрировать при подсвечке расстояний    **Планирование завершено**

Оборудование (план)    Пункты перегрузки    Результат планирования    Факт Wenco    Матрицы    Таблица расстояний

Результат планирования    Результат планирования по дням

Переместите сюда заголовок колонки для группировки по этому столбцу.

VariantNoSt	DateResult	TypeResult	Equipment	HandlingItem	Distance	TypeRockMass	RockMass	Block_share	Capacity_t	Capacity_tm
На период	0 09.10.2014	за сутки	ЭКТ-5 №11	+148 Запад-1 Зя	5726,00	Вскрыша	Граниты	3,15	15,37	4,83
На период	0 09.10.2014	за сутки	№72 ЭКТ-10	+148 Запад-1 Зя	5284,00	Вскрыша	Граниты	3,15	8,76	2,78
На период	0 09.10.2014	за сутки	№47 EX3600	+148 Запад-1 Зя	6148,00	Вскрыша	Кварциты	3,15	17,48	5,55
На период	0 09.10.2014	за сутки	№52 ЭКТ-10	+148 Запад-1 Зя	3951,00	Вскрыша	Граниты	3,15	7,15	2,27

Рис. 3.10. Розв'язання підсистеми 2

Планирование

Подсвечивать расстояния    Центрировать при подсвечке расстояний    **Планирование завершено**

Оборудование (план)    Пункты перегрузки    Результат планирования    Факт Wenco    Матрицы    Таблица расстояний

Результат планирования    Результат планирования по дням

Переместите сюда заголовок колонки для группировки по этому столбцу.

VariantNoSt	DateResult	TypeResult	Equipment	HandlingItem	Distance	TypeRockMass	RockMass	Block_share	Capacity_t	Capacity_tm
На период	0 09.10.2014	за сутки	№41 EX5600	В.западный	2789,00	Вскрыша	Смесь скалы	3,10	33,33	10,75
На период	0 09.10.2014	за сутки	№23 ЭКТ-10	В.западный	2365,00	Вскрыша	Кварциты	3,15	7,18	2,28
На период	0 09.10.2014	за сутки	№43 EX3600	ПП 69 вскрыша	2856,00	Вскрыша	Кварциты	3,15	0,03	0,01
На период	0 09.10.2014	за сутки	№43 EX3600	В.западный	3659,00	Вскрыша	Кварциты	3,15	5,73	1,82
На период	0 09.10.2014	за сутки	№45 EX3600	ПП 8 вскрыша	2068,00	Вскрыша	Смесь скалы	3,10	9,98	3,22
На период	0 09.10.2014	за сутки	№45 EX3600	В.западный	4893,00	Вскрыша	Смесь скалы	3,10	8,43	2,72
На период	0 09.10.2014	за сутки	№44 EX3600	ПП 69 вскрыша	3185,00	Вскрыша	Кварциты	3,15	6,05	1,92
На период	0 09.10.2014	за сутки	№44 EX3600	ПП 90 вскрыша	2651,00	Вскрыша	Кварциты	3,15	10,14	3,22
На период	0 09.10.2014	за сутки	№35 PC-3000	В.западный	3655,00	Вскрыша	Кварциты	3,15	10,08	3,20

Рис. 3.11. Розв'язання підсистеми 3

2. Загальну схему можливого формування вантажопотоків треба розбити на локальні умовно самостійні підсистеми. Основним фактором розбиття можна прийняти той фактор, що екскаватор може відвантажувати гірничу масу лише на один пункт розвантаження або той, що пункт розвантаження може забезпечуватись гірничою масою лише від одного екскаватора.

3. Слід обов'язково також виділити підсистеми, які повністю відповідають поняттю самостійності, тобто коли  $m_1$  екскаваторів утворюють локальну систему вантажоперевезень з  $n_1$  пунктами розвантаження.

4. Розрахунок мінімальних продуктивностей слід проводити в межах кожної локальної підсистеми.

Застосуємо додаткове розв'язання варіантів вантажопотоків, що зображена на схемі рис. 3.8. Для цього узгоджуються вантажопотоки екскаватора 12 (від 0 до 2,04) та пункту розвантаження Східний (від 21,72 до 21,93), тобто призначаємо пункту Східний мінімальну приймальну здатність рівною 2,04 замість 21,72. Відповідно при цьому сумарна приймальна здатність пунктів розвантаження знизиться до  $78,15 - 21,72 + 2,04 = 58,47$ .

Усі інші локальні підсистеми узгоджені у відповідності до сформованих рекомендацій. Для підсистеми 2 розрахуємо мінімальні продуктивності екскаваторів:

$$\text{для екскаватора 11} - 6,47 \cdot 15,48 / 20,79 = 4,82;$$

$$\text{для екскаватора 52} - 3,07 \cdot 15,48 / 20,79 = 2,29;$$

$$\text{для екскаватора 72} - 3,75 \cdot 15,48 / 20,79 = 2,79;$$

$$\text{для екскаватора 47} - 7,5 \cdot 15,48 / 20,79 = 5,58.$$

Для підсистеми 3 також розраховуємо мінімальні продуктивності екскаваторів:

$$\text{для екскаватора 41} - 16,35 \cdot 29,14 / 43,79 = 10,88;$$

$$\text{для екскаватора 23} - 3,41 \cdot 29,14 / 43,79 = 2,27;$$

$$\text{для екскаватора 43} - 2,73 \cdot 29,14 / 43,79 = 1,82;$$

$$\text{для екскаватора 45} - 8,86 \cdot 29,14 / 43,79 = 5,90;$$

$$\text{для екскаватора 44} - 7,67 \cdot 29,14 / 43,79 = 5,1;$$

для екскаватора  $35 - 4,77 \cdot 29,14 / 43,79 = 3,17$ .

Отримуємо наступний розв'язок (рис. 3.12):

$P_{40-22}=3,54$ ;  $P_{40-85}=3,87$ ;  $P_{40-7}=4,19$ ;  $P_{12-3ax}=2,04$ ;  $P_{11-148}=4,88$ ;  $P_{52-148}=2,27$ ;  $P_{72-148}=2,78$ ;  
 $P_{47-148}=5,55$ ;  $P_{41-Cx}=15,28$ ;  $P_{41-69}=P_{41-8}=P_{41-90}=0$ ;  $P_{23-Cx}=3,41$ ;  $P_{23-69}=P_{23-8}=P_{23-90}=0$ ;  
 $P_{43-Cx}=0$ ;  $P_{43-69}=1,60$ ;  $P_{43-8}=P_{43-90}=0$ ;  $P_{45-8}=2,90$ ;  $P_{45-69}=P_{45-Cx}=P_{45-90}=0$ ;  $P_{44-Cx}=P_{44-69}=$   
 $=P_{44-8}=1,06$ ;  $P_{44-90}=2,90$ ;  $P_{35-Cx}=P_{35-69}=P_{35-8}=P_{35-90}=0$ .

VariantNoSt	VariantNo	DateResult	Equipment	Horizon	HandlingItem	Distance	HeightDif	TypeRockMass	RockMass	Sort	Block_share	Capacity_t	Capac
Суточное	1	08.10.2014	№41 EX5600	В.западный		2789.00		Вокрыша	Смесь скалы	3.10	1.36	0.44	
Суточное	1	08.10.2014	№23 ЭКГ-10	В.западный		2365.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	0.32	0.10	
Суточное	1	08.10.2014	№43 EX3600	В.западный		3669.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	0.25	0.08	
Суточное	1	08.10.2014	№45 EX3600	ПП 8 вокрыша..		2068.00		Вокрыша	Смесь скалы	3.10	0.43	0.14	
Суточное	1	08.10.2014	№45 EX3600	В.западный		4893.00		Вокрыша	Смесь скалы	3.10	0.40	0.13	
Суточное	1	08.10.2014	№44 EX3600	ПП 69 вокрыша..		3185.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	0.25	0.08	
Суточное	1	08.10.2014	№44 EX3600	ПП 90 вокрыша..		2651.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	0.44	0.14	
Суточное	1	08.10.2014	№44 EX3600	В.западный		4106.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	0.03	0.01	
Суточное	1	08.10.2014	№35 PC-3000	В.западный		3655.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	0.44	0.14	
На период	0	08.10.2014	ЭКГ-5 №11	+148 Запад-1 3я		5726.00		Вокрыша	Граниты	3.15	15.37	4.88	
На период	0	08.10.2014	№41 EX5600	В.западный		2789.00		Вокрыша	Смесь скалы	3.10	47.37	15.28	
На период	0	08.10.2014	№72 ЭКГ-10	+148 Запад-1 3я		5284.00		Вокрыша	Граниты	3.15	8.76	2.78	
На период	0	08.10.2014	№47 EX3600	+148 Запад-1 3я		6148.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	17.48	5.55	
На период	0	08.10.2014	№52 ЭКГ-10	+148 Запад-1 3я		3951.00		Вокрыша	Граниты	3.15	7.15	2.27	
На период	0	08.10.2014	№40 EX5600	ПП 22 вокрыша..		2694.00		Вокрыша	Граниты	3.15	11.15	3.54	
На период	0	08.10.2014	№40 EX5600	ПП 85 вокрыша..		5624.00		Вокрыша	Граниты	3.15	12.19	3.87	
На период	0	08.10.2014	№40 EX5600	ПП 7 вокрыша..		3200.00		Вокрыша	Граниты	3.15	13.20	4.19	
На период	0	08.10.2014	№23 ЭКГ-10	В.западный		2365.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	10.74	3.41	
На период	0	08.10.2014	№43 EX3600	ПП 69 вокрыша..		2856.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	5.04	1.60	
На период	0	08.10.2014	№45 EX3600	ПП 8 вокрыша..		2068.00		Вокрыша	Смесь скалы	3.10	8.99	2.90	
На период	0	08.10.2014	№44 EX3600	ПП 90 вокрыша..		2651.00		Вокрыша	Кварциты	3.15	9.14	2.90	
На период	0	08.10.2014	№12 ЭКГ-10	+88 Запад-1 1я		4428.00		Вокрыша	Глина	2.60	5.30	2.04	

Рис. 3.12. Загальний розв'язок задачі оперативного планування вантажопотоків з урахуванням наявних технологічних ділянок

Але за деяких умов така модель не може повністю гарантувати розв'язання задачі формування вантажопотоків. Розглянемо, наприклад, наступну ситуацію (рис. 3.13) [119].

Користуючись додатковими рекомендаціями щодо визначення лівих частин наведених нерівностей, маємо врахувати наступні аспекти:

1) маємо невідповідність об'єму, що можуть прийняти пункти розвантаження (78, 15), і об'ємів, які можуть відвантажити екскаватори (68, 63);

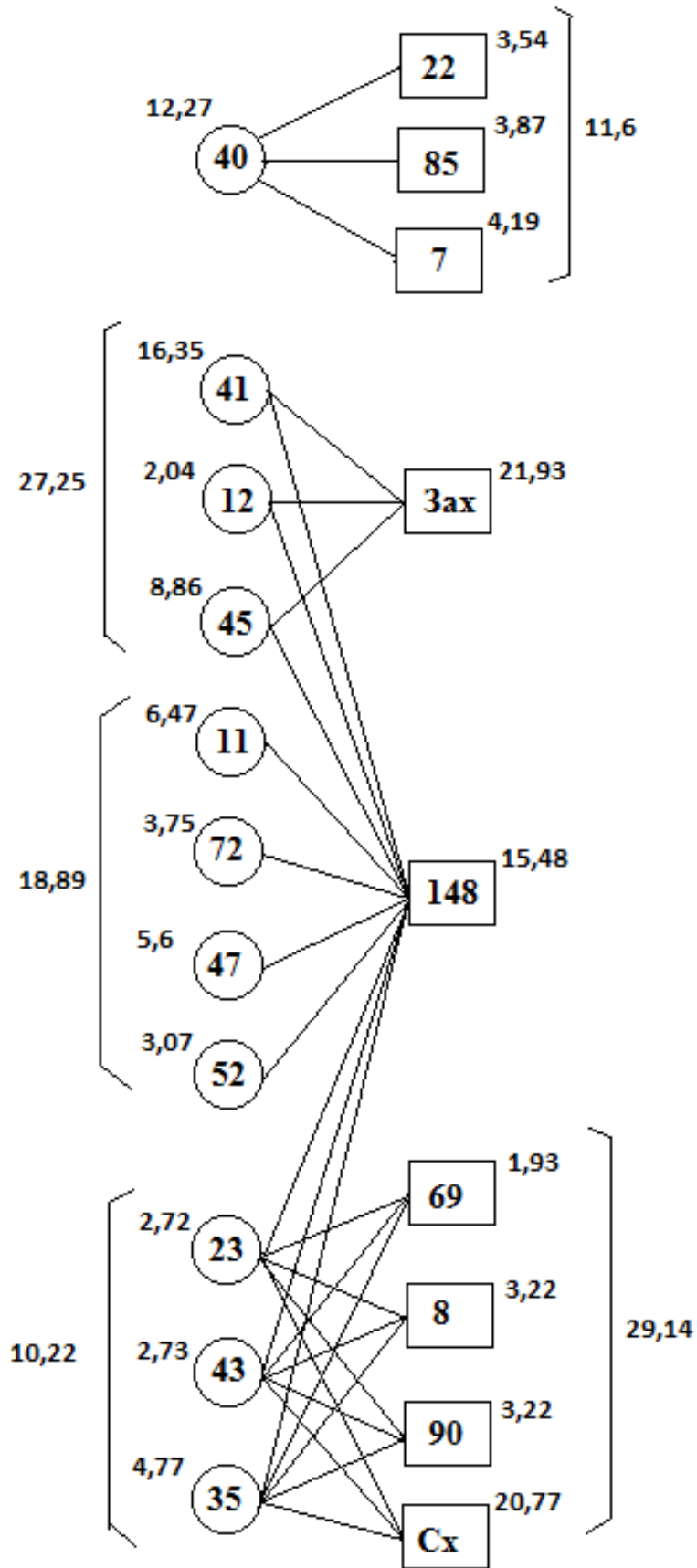


Рис. 3.13. Початкові дані для визначення вантажопотоків



2) у загальній схемі формування вантажопотоків (рис.3.8) виділимо локальні підсистеми: одна з таких підсистем повністю автономна, а інші – автономні умовно;

3) підсистема, утворена екскаватором 40 та пунктами розвантаження 22, 85, 7 повністю автономна – екскаватор не може працювати на інші пункти, а пункти не можуть приймати гірничу масу від інших екскаваторів. Продуктивність екскаватору складає 12,27 одиниць об'єму, приймальна здатність пунктів розвантаження – 11,6 одиниць. Мінімальні приймальні здатності пунктів приймаємо рівними максимальним (для пункту 22 – 3,54, для 85 – 3,87, для 7 – 4,19), а для екскаватору 40 мінімальна продуктивність складе 11,6;

4) друга підсистема складається умовно з трьох частин. Але умовою виокремлення локальної підсистеми є те, що у екскаватора або пункту розвантаження повинен бути єдиний зв'язок, тобто, наприклад, екскаватор може відвантажувати гірничу масу лише на один пункт розвантаження. Таких екскаваторів у другій підсистемі – чотири (11, 72, 47, 52), але вони пов'язані із пунктом розвантаження, на який можна транспортувати гірничу масу майже від усіх екскаваторів. Тому спробуємо спочатку скласти розподіл вантажопотоків для усієї другої підсистеми як суцільної. Тоді при сумарній продуктивності екскаваторів (12, 41, 45, 11, 72, 47, 52, 23, 43, 35) у 56,36 од.об. і приймальній здатності пунктів (Західний, 148, 69, 8, 90, Східний) 66,55 од.об. потрібно підрахувати мінімальні продуктивності пунктів розвантаження:

для пункту Західний –  $21,93 \cdot 56,36 / 66,55 = 18,57$ ;

для пункту 148 –  $15,48 \cdot 56,36 / 66,55 = 13,11$ ;

для пункту 69 –  $1,93 \cdot 56,36 / 66,55 = 1,63$ ;

для пункту 8 –  $3,22 \cdot 56,36 / 66,55 = 2,73$ ;

для пункту 90 -  $3,22 \cdot 56,36 / 66,55 = 2,73$ ;

для пункту Східний –  $20,77 \cdot 56,36 / 66,55 = 17,59$ .

Але модель розв'язку не має. Тоді спробуємо відокремити вищевказані екскаватори 11, 72, 47, 52, сумарна продуктивність яких складає 18,89, тоді як

приймальна здатність пункту – 15,48. Розраховуємо мінімальні продуктивності екскаваторів:

$$\text{для екскаватора 11} - 6,47 \cdot 15,48 / 18,89 = 5,3;$$

$$\text{для екскаватора 72} - 3,75 \cdot 15,48 / 18,89 = 3,07;$$

$$\text{для екскаватора 47} - 5,6 \cdot 15,48 / 18,89 = 4,59;$$

$$\text{для екскаватора 52} - 3,07 \cdot 15,48 / 18,89 = 2,52.$$

Для тих екскаваторів та пунктів, що залишились після відокремлення вказаної підсистеми маємо наступні значення продуктивностей: 37,47 та 51,07 відповідно. Для таких значень потрібно розрахувати мінімальні приймальні здатності пунктів:

$$\text{для пункту Західний} - 21,93 \cdot 37,47 / 51,07 = 16,09;$$

$$\text{для пункту 69} - 1,93 \cdot 37,47 / 51,07 = 1,42;$$

$$\text{для пункту 8} - 3,22 \cdot 37,47 / 51,07 = 2,36;$$

$$\text{для пункту 90} - 3,22 \cdot 37,47 / 51,07 = 2,36;$$

$$\text{для пункту Східний} - 20,77 \cdot 37,47 / 51,07 = 15,24.$$

Але розв'язку все одно знайти не вдалось. Спробуємо ввести додаткове правило для формування параметрів продуктивності: якщо пункт розвантаження (екскаватор) при відокремленні його до умовно локальної підсистеми має приймальну здатність меншу за продуктивність екскаваторів (пунктів розвантаження), що складають дану підсистему, то усі інші можливі вантажопотоки до пункту розвантаження (екскаватора) вважаються неіснуючими.

У нашому випадку пункт розвантаження 148 має приймальну здатність 15,48, меншу, ніж сумарна продуктивність екскаваторів 11, 72, 47, 52, що складає 18,89. Тому відокремивши пункт 148 та екскаватори 11, 72, 47, 52 до локальної системи, будемо вважати, що інші екскаватори (12, 41, 45, 23, 43, 35) не повинні транспортувати гірничу масу до пункту 148. Тоді вказані у дужках екскаватори та пункти Західний, 69, 8, 90 і Східний розбиваємо на дві локальні підсистеми. Перша з цих підсистем складається з екскаваторів 12, 41, 45 та пункту Західний, продуктивності яких 27, 25 та 21, 93 відповідно. Розрахуємо мінімальні продуктивності екскаваторів:

$$\text{для екскаватора 12} - 2,04 \cdot 21,93 / 27,25 = 1,64;$$

для екскаватора 41 –  $16,35 \cdot 21,93 / 27,25 = 13,16$ ;

для екскаватора 45 –  $8,86 \cdot 21,93 / 27,25 = 7,13$ .

Друга з підсистем, яку можна отримати, складають екскаватори 23, 43, 35 та пункти розвантаження 69, 8, 90, Східний, продуктивності яких відповідно 10,22 та 29,14. Розраховуємо мінімальні приймальні здатності пунктів розвантаження:

для пункту 69 –  $1,93 \cdot 10,22 / 29,14 = 0,68$ ;

для пункту 8 –  $3,22 \cdot 10,22 / 29,14 = 1,13$ ;

для пункту 90 –  $3,22 \cdot 10,22 / 29,14 = 1,13$ ;

для пункту Східний –  $20,77 \cdot 10,22 / 29,14 = 7,28$ .

Внесемо корективи до моделі та спробуємо знайти розв'язок. Отримали наступний розв'язок:  $P_{12-3ax} = 1,64$ ;  $P_{41-3ax} = 13,16$ ;  $P_{45-3ax} = 7,13$ ;  $P_{11-148} = 5,3$ ;  $P_{52-148} = 2,52$ ;  $P_{72-148} = 3,07$ ;  $P_{47-148} = 4,59$ ;  $P_{23-Cx} = 2,27$ ;  $P_{23-69} = 0,05$ ;  $P_{23-8} = 0,2$ ;  $P_{23-90} = 0,2$ ;  $P_{43-Cx} = 2,17$ ;  $P_{43-69} = 0,09$ ;  $P_{43-8} = 0,24$ ;  $P_{43-90} = 0,24$ ;  $P_{35-Cx} = 2,84$ ;  $P_{35-69} = 0,54$ ;  $P_{35-8} = 0,69$ ;  $P_{35-90} = 0,69$ .

Таким чином, до представленої вище математичної моделі оперативного управління на кар'єрі слід додавати наступне правило [33], що при формуванні транспортних потоків від екскаваторів на пункти розвантаження загальну схему можливого формування вантажопотоків треба розбити на локальні умовно самостійні підсистеми. Основним фактором розбиття можна прийняти той фактор, що екскаватор може відвантажувати гірничу масу лише на один пункт розвантаження або той, що пункт розвантаження може забезпечуватись гірничою масою лише від одного екскаватора. Якщо пункт розвантаження (екскаватор) при відокремленні його до умовно локальної підсистеми має приймальну здатність меншу за продуктивність екскаваторів (пунктів розвантаження), що складають дану підсистему, то усі інші можливі вантажопотоки до пункту розвантаження (екскаватора) вважаються неіснуючими.

На основі розглянутих виробничих ситуацій, у яких потрібно було скласти оперативний план роботи гірничотранспортного обладнання, можемо скласти методику знаходження параметрів відповідної математичної моделі. Узагальнена технологічна ситуація вантажопотоків представлена на рис. 3.14.

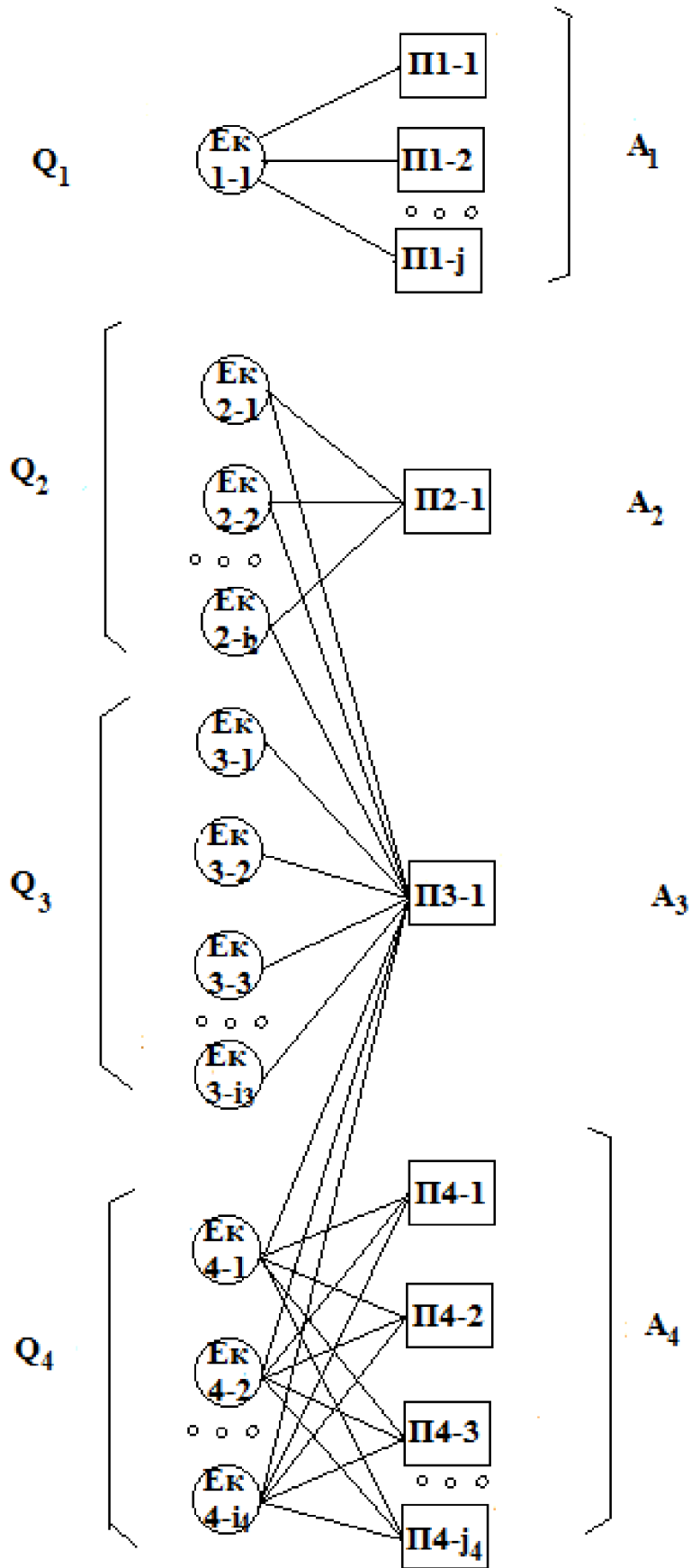


Рис. 3.14. Узагальнена схема вантажопотоків

Загальну схему можливого формування вантажопотоків розбиваємо на локальні умовно самостійні підсистеми. Спочатку виділяємо підсистеми, які повністю відповідають поняттю самостійності, тобто коли  $m_1$  екскаваторів утворюють локальну систему вантажоперевезень з  $n_1$  пунктами розвантаження – система Ек1-1, П1-1, П1-2, ..., П1- $j_1$ . При невідповідності об'ємів екскаваторів ( $Q_1$ ) та пунктів розвантаження ( $A_1$ ) потрібно пропорційно змінювати мінімальну продуктивність тих суб'єктів процесу оперативного планування, які мають більшу продуктивність. Якщо  $Q_1 > A_1$ , то  $Q_{1\max} = Q_1$ ,  $Q_{1\min} = Q_1/A_1$ ,  $A_{П1-1\min} = A_{П1-1\max} = A_{П1-1}, \dots$ ,  $A_{П1-j_1\min} = A_{П1-j_1\max} = A_{П1-j_1}$ . Якщо  $A_1 > Q_1$ , то  $A_{П1-1\max} = A_{П1-1}$ ,  $A_{П1-1\min} = A_{П1-1}/Q_1, \dots$ ,  $A_{П1-j_1\max} = A_{П1-j_1}$ ,  $A_{П1-j_1\min} = A_{П1-j_1}/Q_1$ ,  $Q_{1\max} = Q_{1\min} = Q_1$ .

Особливо слід розглянути такі автономні системи, коли екскаватор може відвантажувати гірничу масу лише на один пункт розвантаження або такі, коли пункт розвантаження може забезпечуватись гірничою масою лише від одного екскаватора. Якщо пункт розвантаження (екскаватор) при відокремленні його до умовно локальної підсистеми має приймальну здатність меншу за продуктивність екскаваторів (пунктів розвантаження), що складають дану підсистему, то усі інші можливі вантажопотоки до пункту розвантаження (екскаватора) вважаються неіснуючими. Наприклад, коли  $Q_3 > A_3$ , то до ПЗ-1 розраховуються лише вантажопотоки Ек3-1-ПЗ-1, Ек3-2-ПЗ-1, ..., Ек3- $i_3$ -ПЗ-1, усі інші вантажопотоки (Ек2-1-ПЗ-1, ..., Ек2- $i_2$ -ПЗ-1, Ек4-1-ПЗ-1, ..., Ек4- $i_4$ -ПЗ-1) вважаємо рівними нулю.

При цьому важливим являється якість руди, що надходить на пункти розвантаження від кожного вибою (екскаватора) для збагачення. Результати досліджень середнього вмісту руди, що надходить на пункти розвантаження на Полтавському ГЗК наведені на графіку залежності бортового вмісту руди від середнього вмісту  $Fe_{\text{магн}}$  показано на рис. 3.14. [120]. Як видно з даних графіку, основна закономірність - при збільшенні середньої якості руди, що надходить на збагачення, бортовий вміст заліза в руді зменшується. Ця тенденція відповідає практичній реалізації технологічних процесів: підвищення якості руди, що

надходить на збагачення, супроводжується зниженням собівартості її збагачення, що, в свою чергу, підвищує прибуток. Відповідно, мінімальний (бортовий) вміст, що “компенсує” ріст прибутку до нуля, зменшується. Це означає, що можна зменшити бортовий вміст і піти на додаткові витрати зі збагачення руди за рахунок економії від використання некондиційної руди.

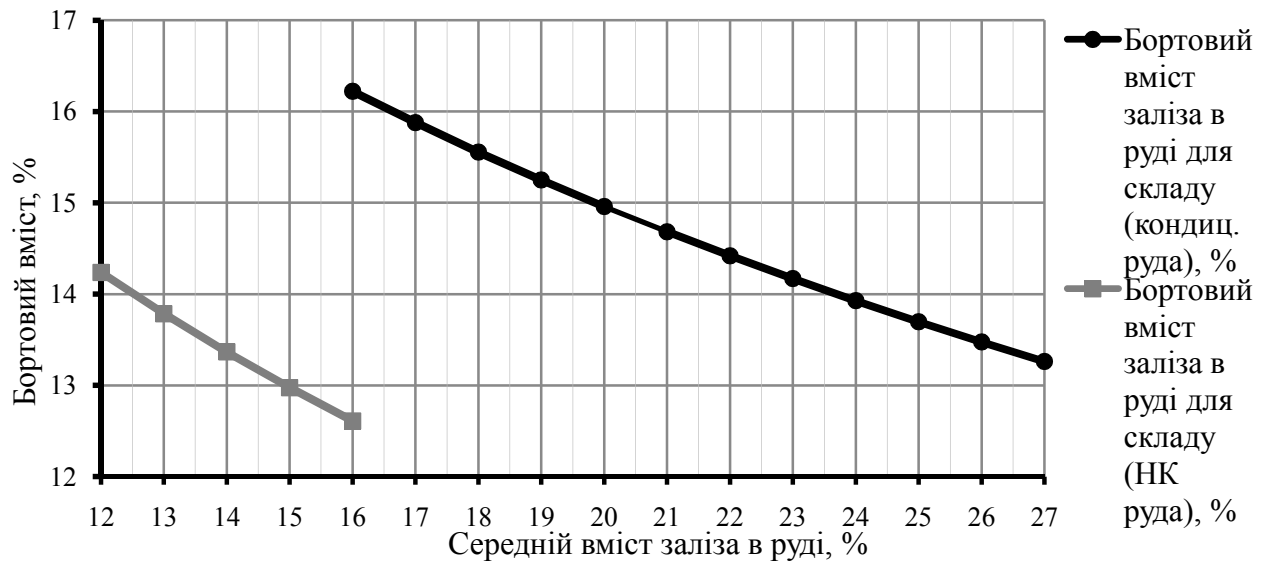


Рис. 3.15. Графік залежності бортового вмісту руди від її середньої якості для варіантів залучення некондиційних руд та без їх залучення

Також з графіків можна відмітити закономірність, що для кондиційної руди (вміст  $Fe_{\text{магн}}$  більше 16,00 %), так і для некондиційної (вміст  $Fe_{\text{магн}}$  менше 16,00 %). Причому діапазон можливої якості некондиційної руди обмежений її бортовим вмістом 13,5 %  $Fe_{\text{магн}}$ : витрати на видобуток та переробку некондиційної руди нижчої якості будуть більшими за дохід від реалізації отриманого концентрату.

### 3.3. Розробка методики змінного планування гірничотранспортних робіт на кар'єрі

Задачею змінного планування є визначення для кожного екскаватору контурів відробки за фронтом уступу, об'ємів перевезення руди та розкривних порід, спосіб управління транспортом між екскаваторами та пунктами розвантаження.

Результатами змінного планування будуть:

- величина та напрямок переміщення вибою для кожного екскаватору у вигляді об'ємної конфігурації елементарного блоку, де плануються виймально-навантажувальні роботи (при цьому враховуються можливі схеми роботи екскаватора у сполученні із автомобільним або залізничним транспортом);

- об'єми видобутку руди та розкривних порід для кожного екскаватору, вміст якісних компонентів у руді;

- кількість руди, яку необхідно відвантажувати на перевантажувальних майданчиках, бункерах дробильно-збагачувальних фабрик або відвалах некондиційних руд;

- кількість автосамоскидів та локомотивоскладів за типами та місткістю, що направляється на початку зміни до кожного екскаватору;

- план видобутку, середній вміст компонентів у руді (корисних та шкідливих) та об'єми розкривних робіт у цілому на кар'єрі.

З метою скорочення перегонів екскаваторів весь фронт уступу за підірваною масою розбивають на блоки, що представляють собою ділянки розвалу із запасами гірничої маси, що перевищує змінну продуктивність екскаватора. Вважаємо за бажане, що екскаватор може працювати протягом зміни лише в межах одного елементарного блоку. При переході до іншого блоку визначається час на його перегін. Блоки формуються з гірничого масиву, ділянки розвалу яких можна відробити у поточну зміну. Формування починається від місця розташування екскаватору виділенням зон певної площі. Наступні блоки формуються як суміжні першому тощо.

Для розв'язання задач змінного планування сформуємо математичну модель роботи вантажно-транспортного комплексу кар'єру в такий самий спосіб, як і для декадно-добового періоду (див. вирази 3.1 – 3.26).

З метою узгодження поточних задач планування із цілями розвитку фронту гірничих робіт вводиться умова забезпечення рівномірності виконання завдань окремими екскаваторами до кінця декади:

$$\sum_i (P_{ijk} + V_{ijk}) + \sum_i R_{ijk} - Z_1 \sum_k \Pi_{ik} \geq 0,$$

$$Z_1 \Rightarrow \max,$$

де  $Z_1$  – множина ділянок розвалу, де за технологічними умовами можливе виймання протягом планової зміни,  $\Pi_{ik}$  – план виймання  $k$ -го елементарного блоку  $i$ -го екскаватору.

Позначимо ПФ – продуктивність дробильно-збагачувальних фабрик комбінату за поточну зміну, ПК – продуктивність кар’єру з видобутку руди за зміну (можна попередньо прийняти, що  $ПК = \sum_i Q_{ik \max}$ ), ПЗ – план-завдання з видобутку руди на кар’єрі за зміну згідно декадно-добового графіку робіт. В залежності від співвідношення величин ПФ, ПК, ПЗ формуються різні вимоги до кількості руд, що видобуваються на кар’єрі за поточну зміну.

$$\text{Якщо } ПЗ > ПК < ПФ, \text{ то } \sum_i \sum_k \sum_j P_{ijk} = ПК.$$

$$\text{Якщо } ПК > ПФ > ПЗ, \text{ то } ПФ \geq \sum_i \sum_k \sum_j P_{ijk} > ПЗ.$$

$$\text{Якщо } ПК < ПФ > ПЗ, \text{ то } ПК \geq \sum_i \sum_k \sum_j P_{ijk} \geq ПЗ.$$

Необхідна кількість та розподіл засобів транспорту між екскаваторами при оперативному плануванні визначається відповідним модулем, який складається з підмодулів.

Підмодуль автомобільного транспорту.

Для кожного вантажопотоку  $R_{ijk}$ ,  $V_{ijk}$  складаємо обмеження із забезпечення об’єму перевезень:

$$\sum_p \frac{T_i \cdot v_p}{l_{ij}} \cdot Bn_p \cdot x_{ijp} \geq P_{ij} \text{ або } \sum_p \frac{T_i \cdot v_p}{l_{ij}} \cdot Bn_p \cdot x_{ijp} \geq V_{ij},$$

де  $v_p$  – середня швидкість руху автосамоскидів маршрутом між  $i$ -м екскаватором та  $j$ -м пунктом розвантаження протягом зміни;  $Bn_p$  – вантажопідйомність  $p$ -го типу автосамоскидів.

Кількість автосамоскидів  $p$ -го типу, запланованих до роботи на всіх  $ij$ -х маршрутах не повинна перевищувати наявної кількості автосамоскидів  $N_p$ :



$$\sum_{ij} x_{ijp} \leq N_p .$$

Загальна кількість автосамоскидів, що направляються до екскаватору, повинна бути на більше раціональної їхньої кількості, встановленої за результатами імітаційного моделювання (див. розділ 4), для зменшення непродуктивних витрат часу (черги):

$$\sum_p \sum_j x_{ijp} \leq n_i^{pac} ,$$

де  $n_i^{pac}$  – раціональна кількість закріплених за і-м екскаватором автосамоскидів, яка мінімізує витрати часу на чергу в очікуванні навантаження.

Додаткове обмеження накладається на змінні  $x_{ijp}$ : вони повинні бути не від'ємні та цілочислові.

Підмодуль залізничного транспорту.

Об'єм перевезеної гірничої маси на збагачувальні фабрики та залізничні відвали потрібно узгодити із часом обороту локомотивоскладів та загальною їхньою кількістю, що працюють у поточну зміну:

$$\sum_i \sum_k \frac{(P_{ijk} + V_{ijk})}{q_p} \cdot t_{об i} \leq \sum_p N_p \cdot T_j ,$$

де  $q_p$  – ємність р-го локомотивоскладу;  $t_{об i}$  – час обороту складу, завантаженого і-м екскаватором;  $N_p$  – кількість локомотивоскладів р-го типу;  $T_j$  – календарний фонд часу роботи j-го пункту розвантаження.

Об'єм виймання гірничої маси залежить від здатності приймальних пунктів до її прийому та розраховується для кожного j-го пункту:

$$\sum_i \sum_k (P_{ijk} + V_{ijk}) \leq \sum_j \frac{T_j}{t_{розj}} \cdot q_p ,$$

де  $t_{розj}$  – час розвантаження локомотивоскладу з урахуванням обміну на j-му приймальному пункті.

### 3.4. Ефективність впровадження методики оперативного планування гірничотранспортних робіт

З метою перевірки ефективності моделі оперативного планування (п.3.1-3.2) було проведено моделювання роботи гірничотранспортного комплексу Полтавського ГЗК на добово-змінному інтервалі. За початкові приймалися наступні значення вагових коефіцієнтів критеріїв  $\lambda_1=0,35$ ,  $\lambda_2=0,25$ ,  $\lambda_3=0,15$ ,  $\lambda_4=0,25$ . Це обумовлено приблизно рівною важливістю тих аспектів роботи вантажно-транспортного комплексу кар'єру, які ілюструють критерії (середньозважена відстань транспортування, відхилення якісних показників, вихід на заплановані контури до кінця планового періоду, відхилення об'ємних показників гірничої маси на пунктах розвантаження). Збільшення ваги  $\lambda_1$  до 0,35 із 0,25 обумовлене побажанням більшого контролю економічного показника для досягнення меншої собівартості транспортування гірничої маси. При цьому зменшене значення ваги критерію виходу на заплановані контури. Безпосередньо у ході моделювання відбувалось переналаштування значень ваг критеріїв при виникненні потреби врахувати певну гірничу ситуацію на кар'єрі.

Було виконано 24 експерименти з багатокритеріальною моделлю для різних сполучень критеріїв та обмежень моделі п.3. У кожному з експериментів, виходячи з умов забезпечення необхідної вірогідності результатів, моделювалось 3 декади, 30 діб та 60 змін роботи гірничотранспортного комплексу кар'єру. Час рахунку для одного експерименту складав у середньому 12 с. Результати моделювання роботи гірничотранспортного комплексу кар'єру наведені в додатку Б.

Значення середньозваженої відстані транспортування коливалось від 4517 м до 4764 м. При цьому фактичні планові значення коливання середньозваженої відстані складала 4620-5413 м. Коливальність змінної середньозваженої відстані на місячному часовому періоді знизилась із 14,6% до 5,17%. У 94% випадків значення моделювання відстані були меншими за фактичні планові значення.

Середнє зменшення середньозваженої відстані сягає 154 м на змінному інтервалі (3,34%).

Середньоквадратичне відхилення вмісту заліза загального, заліза магнітного та заліза у концентраті на перевантажувальних майданчиках склало у середньому відповідно 0,12; 0,098 та 0,114% для змінних об'ємів рудної маси у 23,1 тис.м<sup>3</sup> (79,07 тис.т), причому їхня коливальність склала відповідно 3; 1,7 та 2,4% у межах місяця.

Середні відхилення об'ємів гірничої маси екскаваторних вибоїв місячної програми гірничих робіт і фактичних об'ємів на кінець місяця склали 2,85 тис.м<sup>3</sup> для загальної гірничої маси, 0,22 тис.м<sup>3</sup> для руди К<sub>2</sub><sup>2</sup> та 0,19 тис.м<sup>3</sup> для руди К<sub>2</sub><sup>3</sup>, що на 5,7%, 4,8% та 6,2% менше фактичних даних роботи кар'єру.

Середньоквадратичне відхилення змінних об'ємних показників гірничої маси протягом місяця за результатами планування склало 1,44 тис.м<sup>3</sup>, руди К<sub>2</sub><sup>2</sup> – 0,19 тис.м<sup>3</sup>, руди К<sub>2</sub><sup>3</sup> – 0,14 тис.м<sup>3</sup>. Статистичний аналіз результатів роботи гірничотранспортного комплексу кар'єру за 24 місяці (листопад 2014-жовтень 2016) показує значення аналогічного показника від 3,64 тис.м<sup>3</sup> до 10,03 тис.м<sup>3</sup>, для руди К<sub>2</sub><sup>2</sup> – від 0,2 до 7,13 тис.м<sup>3</sup>, для руди К<sub>2</sub><sup>3</sup> – від 1,16 до 3,66 тис.м<sup>3</sup>.

### Висновки до розділу 3

1. Розроблена нова модульна математична модель оперативного планування гірничотранспортних робіт передбачає гнучке формування алгоритмів, що дозволяє моделювати динаміку розвитку робочої зони кар'єру та адаптувати її до зміни умов управління гірничими процесами. Встановлено, що статистичний аналіз дослідження зазначеної моделі дозволяє:

-зменшити середньозважену відстань транспортування гірничої маси на 154 м на змінному інтервалі (3,34%) та знизити її коливальність на місячному часовому періоді із 14,6% до 5,17%;

-зменшити середньоквадратичне відхилення вмісту заліза загального, заліза магнітного та заліза у концентраті на перевантажувальних майданчиках до відповідно 0,12; 0,098 та 0,114% для змінних об'ємів;

-зменшити середні відхилення об'ємів гірничої маси місячної програми екскаваторних вибоїв від фактичних даних роботи кар'єру на 6,2%.

2. Встановлено, що модель оперативного планування роботою гірничотранспортного комплексу кар'єру, на відміну від існуючих, необхідно доповнити структуризацією вантажопотоків з визначенням мінімальної продуктивності виймальних вибоїв та приймальних пунктів кар'єру для адаптації до реальних виробничих умов, що склалась в кар'єрі. Перевірка роботи алгоритму структуризації вантажопотоків в умовах кар'єру Полтавського ГЗК показує зниження невизначеності оперативних планів на 12%.

3. Удосконалено методику змінного планування гірничотранспортних робіт в кар'єрі для зв'язку моделей оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами. Запропоноване застосування модулю визначення необхідної кількості та розподілу засобів транспорту між екскаваторами дозволяє оперативно визначати для кожного екскаватору контури відробки виймального блоку за фронтом уступу, об'єми перевезення руди та розкривних порід, спосіб управління транспортом між екскаваторами та пунктами розвантаження. Перевірка працездатності методики змінного планування показує можливість досягнення зменшення середньоквадратичного відхилення змінних об'ємних показників гірничої маси протягом місяця до 2-2,4% у порівнянні з теперішніми 5-14% для різних видів гірничої маси.

Результати, наведені у розділі 3, опубліковані у працях [119], [120], [121], [122].

## РОЗДІЛ 4

### ОБҐРУНТУВАННЯ СИСТЕМНОГО МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНИМ ПРОЦЕСОМ НА КАР'ЄРІ

4.1 Обґрунтування функціональної структури системи оперативного управління гірничотранспортних робіт на кар'єрі

Управління кар'єрним транспортом представляє собою дворівневу ієрархічну систему, на верхньому рівні якої розв'язуються задачі календарного планування; результати розв'язання останніх служать початковими для задач управління процесом роботи транспорту. Оптимізація функціонування кар'єрного транспорту представляє собою непросту задачу внаслідок достатньої складності системи, величезної кількості ситуацій, виникаючих на рівні управління процесом, та значних розмірностей задач планування та управління.

Комплекс задач оптимального планування роботи транспорту містить задачі визначення змінно-добових об'ємів транспортування гірничої маси, а також складання розкладів руху транспортних одиниць та графіків розвантаження одиниць з рудою на вході дробильної фабрики.

Для розв'язання задач управління кар'єрним транспортом можна використовувати ідеї методу управління великими системами, що отримав назву ситуаційного управління [123].

Розглянемо модифікацію ситуаційного управління стосовно до управління процесом кар'єрного транспорту, котрий як об'єкт управління належить до складних систем. Для нього характерним є те, що величезній кількості можливих станів об'єкту відповідає порівняно невелика кількість припустимих рішень і тому в процесі управління доцільно множину можливих ситуацій розбити на класи таким чином, щоб одному класу ситуацій відповідав певний тип рішення.

Управління вантажно-транспортним процесом ґрунтується на обробці інформації про стан екскаваторів, автосамоскидів, приймальних пунктів руди та пустої породи, що надходить протягом зміни. Як зазначалось у розділі 3, в якості результату змінного оперативного планування є наступні дані, що будуть служити

початковими для подальшого етапу управління гірничотранспортним комплексом кар'єру:

- вантажопотоки гірничої маси від екскаваторів на пункти розвантаження  $P_{ijk}$  та  $V_{ijk}$ ;

- запаси корисних копалин та розкриття у виймальних блоках  $\sum_j (P_{ijk} + V_{ijk}) = Q_{ik}$ , що відповідають плановій експлуатаційній продуктивності екскаватора;

- гірничо-геометричні характеристики: порядок переміщення фронту робіт у панелі уступу, параметри екскаваторних заходок, параметри зв'язку робіт у суміжних заходках;

- норми часу за технологічними операціями, графіки технологічного обслуговування і ремонтів, плановий час роботи та простоїв;

- характеристики якості корисних копалин у змінному об'ємі;

- параметри об'ємів та якості корисних копалин на пунктах розвантаження та по кар'єру у цілому;

- кількість засобів транспорту в роботі.

На інтервалі оперативного-диспетчерського управління протягом зміни потрібно постійно визначати наступні характеристики:

1. Розподіл автосамоскидів між заданими вантажопотоками (формування маршруту автосамоскиду), використовуючи інформацію про поточний стан екскаваторів, завантаженість пунктів розвантаження, якісні параметри шихти, сформованої за попередні часові інтервали.

2. Облік та аналіз гірничотранспортних робіт (дані про вивезену гірничу масу кожним екскаватором та автосамоскидом та складовану на пунктах розвантаження).

3. Перерозподіл автосамоскидів між екскаваторами у типових ситуаціях покладається на дані про номенклатуру працюючих автосамоскидів у зміну та власне правила управління гірничотранспортним процесом у випадках необхідності перерозподілу автосамоскидів.

4. Перерозподіл вантажопотоків для екскаваторів та пунктів розвантаження (з використанням моделі п.3.3.2) для корекції роботи вантажної ланки кар'єру.

Отже, основними факторами, за допомогою яких можна досягати мети оперативного управління – це призначення маршрутів автосамоскидів та коректування нарядів екскаваторам [82]. В обох випадках визначення потрібних управлінських дій призводить до контролю, аналізу та прогнозу визначених на етапі оперативного планування значень вантажопотоків за допомогою методики, викладеної у розділі 3. За допомогою аналізу розв'язку задачі оперативного планування процесів транспортування гірничої маси формується відповідь на питання про доцільність коректування вантажопотоків, а за позитивної відповіді проводиться розв'язання задачі оперативного планування за допомогою моделі п.3.2. Тобто визначаються додаткові об'єми гірничої маси, відробка яких дозволить витримати потрібні параметри об'єму та якості гірничої маси за певний часовий період у певних гірничих умовах. Розглянемо докладніше задачу визначення маршрутів автосамоскидів.

#### 4.2. Розробка методики визначення маршрутів автомобільного транспорту при оперативному управлінні гірничотранспортними роботами

Технологічно та організаційно екскаватори входять до комплексів, що обслуговують вантажопотоки. Екскаватори одного комплексу протягом зміни обслуговуються певною кількістю автосамоскидів або локомотивоскладів. Фактично робота екскаваторів та рухомого складу утворює єдиний вантажно-транспортно-розвантажувальний процес, що вимагає великої чіткості виконання та постійного взаємного узгодження усіх операцій. Організаційно робота рухомого складу комплексу здійснюється за відкритим або закритим циклом. Останнім часом при оперативному управлінні найчастіше використовують відкритий цикл, тому надалі будемо використовувати його.

Складність оперативного управління на кар'єрах при перевезеннях гірничої маси із вибоїв автомобільним транспортом обумовлюється високою інтенсивністю руху автосамоскидів, відносно великою кількістю транспортних виходів з кар'єру та частою зміною напрямку вантажопотоків [96]. Управління вантажно-транспортним процесом здійснюється регулюванням руху автосамоскидів та полягає у визначенні адреси їхнього навантаження та

розвантаження. Мета управління – виконання змінного плану-завдання із забезпечення сформованих на етапі оперативного управління вантажопотоків.

Протягом доби в результаті різних причин відбуваються коливання параметрів, що характеризують нерівномірність гірничотранспортного процесу. Ускладнення потоків кар'єру із збільшенням глибини відробки ускладнило управління транспортними потоками, зріс оборот транспорту та збільшився порожній пробіг. Гірничо-технологічна ситуація висуває різні вимоги до маршрутів та режимів руху транспорту, що різко ускладнює задачі управління, і диспетчеру вже неможливо без спеціальних моделей розрахувати раціональні режими в динаміці на декілька годин наперед.

При регулюванні гірничотранспортних робіт у кар'єрі з екскаваторно-автомобільним комплексом служба управління повинна забезпечити або задані інтервали прибуття транспортних засобів (при роботі за закритим циклом), або задану інтенсивність транспортного потоку вантажів (при роботі за відкритим циклом). В якості критерію управління можуть служити:

1. Максимальне використання транспортних одиниць (автосамоскидів), що виражається в мінімумі сумарної величини організаційних простоїв

$$K = \sum_{p=1}^K \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m (t_{pij} + t_{ek ij}) \cdot x_{ijk} \rightarrow \min, \quad (4.1)$$

де  $x_{ijk}$  – шукана величина (змінна,  $x_{ijk} \in \{0;1\}$ ), що є ознакою направлення автосамоскиду до  $ijk$ -го вантажопотоку;  $t_{pij}$  – час простою в очікуванні навантаження  $p$ -тою транспортною одиницею в  $j$ -ому циклі (рейсі);  $t_{ek ij}$  – час простоювання екскаватору, що обслуговує  $ijk$ -ий вантажопотік;  $K$  – кількість транспортних одиниць у роботі;  $m$  – кількість екскаваторних вибоїв.

Значною мірою простої гірничотранспортного обладнання пояснюються недостатнім контролем за роботою автотранспорту та недостатньо чіткою організацією управління. Проведений аналіз роботи гірничотранспортного комплексу свідчить про нерівномірність видобутку руди у кар'єрі, недостатньо чіткій організації планування та управління, а також про наявність резервів виробництва при раціональній організації тижнево-добового планування та управління гірничотранспортними роботами на кар'єрах.



В ідеальному випадку кожна транспортна одиниця при виконанні усіх рейсів не повинна простоювати. Однак внаслідок неможливості передбачити строго регламентоване виконання допоміжних робіт та стохастичність руху транспортних засобів простої будуть мати місце.

2. З метою досягнення планової виробничої потужності кар'єру у максимально короткий термін кожен автосамоскид повинен направлятися до того вибою, де він внесе найбільше у порівнянні із іншими вибоями збільшення продуктивності комплексу «автосамоскид – екскаватор». Прирощення відносної продуктивності, що вноситься автосамоскидом при призначенні його у той чи інший вибій:

$$\Delta = \frac{x_{ijk} \cdot \Delta Q_{ijk}}{\sum_{i=1}^m Q_i} \rightarrow \max, \quad (4.2)$$

де  $\Delta Q_{ijk}$  – прирощення продуктивності за умови направлення автосамоскиду до  $ijk$ -го вантажопотоку (дорівнює вантажопідйомності автосамоскиду),  $\sum_{i=1}^m Q_i$  – плановий об'єм видобутку корисних копалин по кар'єру у цілому.

3. Мінімум середньоквадратичного відхилення показника якості корисного компонента в руді, що надходить на збагачувальну фабрику.

$$\sigma_x^2 = \frac{\sum_{i=1}^n \Delta Q_{ijk} \cdot x_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{nl})^2}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \Rightarrow \min \cdot$$

$$\text{або } \sigma_x^2 = \sum_{i=1}^n \Delta Q_{ijk} \cdot x_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{nl})^2 \rightarrow \min. \quad (4.3)$$

При цьому слід урахувати технологічні обмеження на:

1. Динаміку виконання відповідного вантажопотоку. Об'єм видобутку з кожної виймальної ділянки не перевищує запасу гірничої маси на даній ділянці

$$\sum_{ijk} x_{ijk} \cdot \Delta Q_{ijk} \leq P_{ijk}^{\max} - \sum_j R_{ijk}. \quad (4.4)$$

2. Динаміку зміни об'єму гірничої маси на  $j$ -му пункті розвантаження:

$$\sum_{ijk} x_{ijk} \cdot \Delta Q_{ijk} \leq A_{nj} - \sum_i R_{ijk}. \quad (4.5)$$

Розв'язання задачі маршрутизації за даною моделлю дозволить визначити той вантажопотік, який на даний момент часу ефективно призначити певному

автосамоскиду. Багатокритеріальну модель можна розв'язувати за методикою, викладеною у п.3.2, або за методом згортки, задавши ваги критеріїв  $C_1$ ,  $C_2$ ,  $C_3$  і сформувавши глобальний критерій

$$C=C_1 \cdot K+C_2 \cdot \Delta+C_3 \cdot \sigma_x^2.$$

Задача, описана наведеною вище моделлю, розв'язується спеціальними методами цілочислового програмування [30, 113].

#### 4.3. Розробка методики імітаційного моделювання оперативного управління гірничотранспортними роботами

##### 4.3.1. Розробка алгоритмів імітаційного моделювання оперативного управління процесами гірничотранспортних робіт

В якості структурних одиниць системи оперативного управління гірничотранспортними роботами прийняті: автосамоскиди, екскаватори та пункти розвантаження. Даним агрегатам властиві наступні дискретні стани:

##### 1. Для екскаваторів:

- а) навантаження автосамоскиду;
- б) очікування автосамоскиду;
- в) виконання допоміжних робіт у вибої;
- г) аварійні простої та ремонти.

##### 2. Для автосамоскидів:

- а) запит та очікування призначення маршруту;
- б) рух у порожняковому напрямку;
- в) очікування навантаження у черзі біля екскаватору;
- г) навантаження гірничої маси;
- д) рух у вантажному напрямку;
- е) очікування розвантаження;
- є) розвантаження.

##### 3. Для пунктів розвантаження:

- а) приймання гірничої маси;
- б) очікування надходження гірничої маси.

Аналіз функціонування транспортного потоку показує, що він складається з двох взаємопов'язаних імовірнісних потоків подій з одного боку, випадкового в часі потоку автосамоскидів, що рухаються до місця навантаження і розвантаження, з іншого – пов'язаного з ним зустрічного потоку подій тривалості обслуговування автосамоскидів екскаваторами. У тих умовах, тобто в умовах двоїстої випадковості, ставиться завдання з формування автотранспортного потоку, функціонуючого в оптимальному режимі.

Для забезпечення ефективної роботи екскаваторно-транспортної ланки необхідно сформувати змінний пакет автосамоскидів і розподілити їх між окремими одиницями виймально-навантажувального обладнання. При цьому необхідно виявити і врахувати об'єктивно існуючі в технологічних процесах екскавації і транспортування випадкові чинники.

Імітаційна модель повинна містити внутрішні параметри, що характеризують роботу її агрегатів. До загальних параметрів належать час зміни, що моделюється. Для екскаваторів задають:

- 1) нормативну продуктивність змінних підготовчо-заклучних операцій у вибої;
- 2) тип екскаватору;
- 3) кількість аварійних простоїв екскаватора протягом зміни;
- 4) кількість зупинок екскаватора протягом зміни для виконання допоміжних робіт у вибої;
- 5) вміст якісних компонентів у гірській масі вибою;
- 6) час початку та тривалість кожного аварійного простоювання;
- 7) час початку та тривалість кожної зупинки екскаватора для виконання допоміжних робіт у вибої.

Для пунктів розвантаження визначають:

- 1) кількість розвантажувальних майданчиків;
- 2) інтервали надходження автосамоскидів (розрахункові).

При постановці задачі формування автотранспортного потоку становище гірничотранспортного комплексу доцільно представити у вигляді графіка (рис. 4.1), що відображає: розвинені автомобільні дороги в кар'єрі, становище і

тип виймально-навантажувального обладнання; відстань між екскаваторами та пунктами примикання вибійної дороги до магістральної.

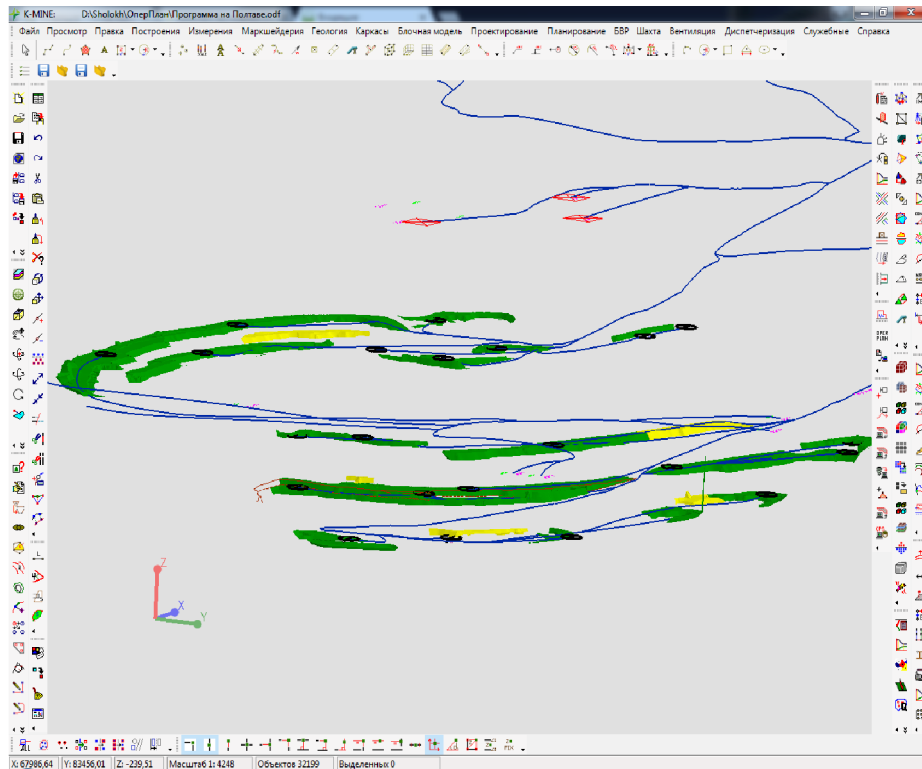


Рис. 4.1. Граф розвитку доріг в кар'єрі (фрагмент)

Натурні спостереження за роботою автосамоскидів в кар'єрі і аналіз автотранспортного потоку, функціонуючого в реальному масштабі часу, дозволили охарактеризувати його наступними показниками [22, 124]:

- 1) швидкість руху автосамоскидів на різних ділянках кар'єрних автодоріг у вантажному напрямку;
- 2) часом очікування обслуговування біля екскаватора;
- 3) нормативною тривалістю обслуговування автосамоскидів;
- 4) ймовірністю затримки і втратами часу автосамоскидів протягом зміни, внаслідок відмінності швидкісних характеристик, а також у пунктах примикання вибійних доріг до магістральних;
- 5) часом руху від виїзної траншеї до пункту розвантаження;
- 6) нормативним часом розвантаження;
- 7) швидкістю руху в порожняковому напрямку;
- 8) вантажопідйомністю;
- 9) відстанню транспортування.

Перераховані фактори є складовими величинами часу рейсу автосамоскиду, які, як показали хронометражні спостереження, протягом зміни мають значні коливання. Це пов'язано з випадковим характером появи тих чи інших подій, які, в свою чергу, мають імовірнісну природу.

Для вивчення стохастичного формування часу рейсу автосамоскиду від конкретного екскаватора проводили хронометражні спостереження за роботою ланок «екскаватори – автосамоскиди» протягом зміни (додаток А, табл.А.1).

Швидкість руху одиничного автосамоскиду досліджували на різних ділянках доріг. За результатами хронометражних спостережень швидкість автосамоскидів у в'їзній траншеї будували гістограми (додаток А, таб.А.2). Розрахунковий критерій Пірсона  $\chi_p^2$  виявився менше табличного  $\chi_m^2$ , що дозволило стверджувати про непротириччя нормальному закону розподілу швидкості руху автосамоскиду на тій же ділянці шляху протягом зміни.

Швидкість руху автосамоскиду від виїзної траншеї до пункту розвантаження, як показували хронометражні спостереження, дорівнює швидкості руху автосамоскиду в потоці, сформованому у виїзній траншеї, тобто в сталому порядку руху машин з різними швидкісними характеристиками по траншеї вони продовжують рух до пункту розвантаження (додаток А, табл.А.3-А.4) [97].

Для встановлення повного часу рейсу досліджували швидкість руху автосамоскидів в порожняковому напрямку. Хронометражні спостереження показали, що швидкості руху з кар'єру до пункту розвантаження, а також середньоквадратичне відхилення від математичного очікування в цілому по парку значно менше. Це дозволяє задавати швидкість руху в порожняковому напрямку постійною величиною.

Тривалість обслуговування автосамоскиду екскаватором складається з часу на маневри при установці під навантаження і безпосередньо часу вантаження.

У проектних розробках час на маневри при вантаженні для наскрізної, петльової і тупикової схем під'їзду приймають різним: 10-20, 20-25 і 50-60 с відповідно.

Час навантаження (хв) залежно від гірничо-геологічних характеристик розроблюваних порід визначають за вантажопідйомністю або ж за місткістю кузова відповідно за виразом (4.6) або (4.7)

$$t_{II} = \frac{q_a K_p}{0,9 V_k K_H \gamma} t_{II}; \quad (4.6)$$

$$t_{II} = \frac{V_a}{0,9 V_k K_H} t_{II}, \quad (4.7)$$

де  $\gamma$  – щільність в масиві, т/м<sup>3</sup>;  $q_a$  – вантажопідйомність автосамоскидів, т;  $V_k$  – місткість ковша екскаватора, м<sup>3</sup>;  $K_p$ ,  $K_H$  – відповідно коефіцієнти розпушення й наповнення;  $t_{II}$  – час робочого циклу екскаватора, с.

Однак результати розрахунків за наведеними формулами дуже часто не відповідають дійсній тривалості затримок автосамоскиду при навантаженні. Тому були проведені хронометражні спостереження за роботою екскаваторів ЕКГ-10 при навантаженні гірської маси в автосамоскиди різних типів. У результаті обробки одержуваного матеріалу встановлено, що тривалість затримок автосамоскиду при вантаженні є випадковою величиною, яка не протирічить нормальному закону розподілу.

Час розвантаження у автосамоскида складається з часу на маневри при розвантаженні і часу підйому та опускання кузова.

Спостереження за розвантаженням автосамоскидів на перевантажувальному майданчику показали, що при тупиковій схемі заїзду математичне сподівання часу на маневри складають 100 с при незначній дисперсії  $\sigma = 10$  с.

У зв'язку з незначним розкидом часу маневрів при розвантаженні і безпосередньо часу розвантаження, час затримки машин на перевантажувальному пункті можна прийняти за постійну величину при моделюванні роботи автотранспорту в кар'єрі (додаток А, табл.А.5).

Збільшення рейсу автосамоскиду за рахунок очікування обслуговування біля екскаватора, а також імовірність затримок і втрати часу через слідування швидкохідних машин за тихохідними доцільно досліджувати безпосередньо на підставі результатів моделювання автотранспортного потоку в кар'єрі.

Для генерації випадкових параметрів формування автотранспортного потоку можна використати наступні математичні вирази

$$\begin{aligned} n_a &\rightarrow \min, \\ P_a &\rightarrow \max, \\ t_a &\rightarrow \min, \\ t_a + t_e &\rightarrow \min, \end{aligned} \quad (4.8)$$

$$n_a \in \{0, N\}, V_{an} = \text{const}, t_p = \text{const}; \quad (4.9)$$

$$f(t_n, V_{az}) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(a_i - \bar{a})^2}{2\sigma^2}} \quad (4.10)$$

$$P = 1,12(V_{az})^{1,32}; \quad (4.11)$$

$$t_3 = 1,02(1,12V_{az}^{1,32})^{0,7}; \quad (4.12)$$

$$|V_{az} - V_{azi}| \leq \frac{2\sigma_p}{0,76\lambda}. \quad (4.13)$$

Вирази (4.8) являють собою можливі критерії оцінки варіантів формування автотранспортного потоку за числом автосамоскидів в роботі ( $n_a$ ), продуктивністю транспортного устаткування ( $P_a$ ), часом непродуктивних простоїв автосамоскидів ( $t_a$ ) і виймально-навантажувального обладнання ( $t_e$ ).

На підставі виразу (4.9) визначаються початкові умови моделювання: номер автосамоскиду, швидкість у вантажному і порожняковому напрямках, час розвантаження  $t_p$  і т. д.

За висловом (4.10) генерується час обслуговування автосамоскидів екскаватором ( $t_{\Pi}$ ) і швидкість руху з вантажем ( $V_{ar}$ ).

Вирази (4.11) і (4.12) визначають ймовірність затримки  $P$  і втрати часу через відмінності у швидкісних характеристиках автосамоскидів ( $t_3$ ).

Вираз (4.13) виведено на підставі основної діаграми автотранспортного потоку [125], яка описує взаємодію групи автосамоскидів при русі і враховує розкид швидкостей автосамоскидів при формуванні змінного парку машин.

Сукупність наведених виразів являє собою математичну модель транспортного процесу, яка є передумовою для розробки моделювання алгоритму імітаційної моделі формування автотранспортного потоку в кар'єрі [57].

Основними складовими частинами імітаційної моделі оперативного управління гірничотранспортними роботами є сформовані моделі маршрутизації

автосамоскидів (п. 4.2), модель змінного оперативного планування (п. 3.5), модель формування автотранспортного потоку (4.22-4.27), а також блоки початкових умов, організації моделювання і формування та інтерпретації результатів.

В роботі розроблено моделюючий алгоритм формування автотранспортного потоку, представлений операторною блок-схемою (рис. 4.2). В основу розробленого алгоритму покладено, крім визначення основних характеристик технологічного процесу (продуктивність агрегатів та якість гірничої маси, а також втрати часу на очікування обслуговування від агрегатів) облік втрат часу автосамоскидів, що виникають внаслідок специфіки їх руху по кар'єрних дорогах, а саме через неможливість обгонів машин при їх русі в загальному потоці і наявності великої кількості автосамоскидів з різними швидкісними характеристиками [22].

Виходячи із дискретного характеру процесів моделювання, в основу імітаційної моді покладений принцип «змінного кроку» (фіксованих станів).

Блок 1 призначений для введення початкових даних, моделювання отримання даних із геоінформаційної системи та банку даних, введення заданих статистичних оцінок показників закону розподілу та емпіричних функцій розподілу випадкових характеристик. При розробці алгоритму в якості вихідних даних було передбачено використання наступної, об'єктивно існуючої при функціонуванні автотранспорту, інформації:

- тривалість зміни (12 год);
- число працюючих екскаваторів;
- маршрут руху кожного автосамоскиду (задається номерами вузлів за графом розвитку доріг в кар'єрі);
- закон розподілу часу вантаження для всіх типів екскаваторів;
- змінне навантаження на кожен екскаватор;
- закон розподілу швидкості руху автосамоскидів;
- профіль доріг у кар'єрі.



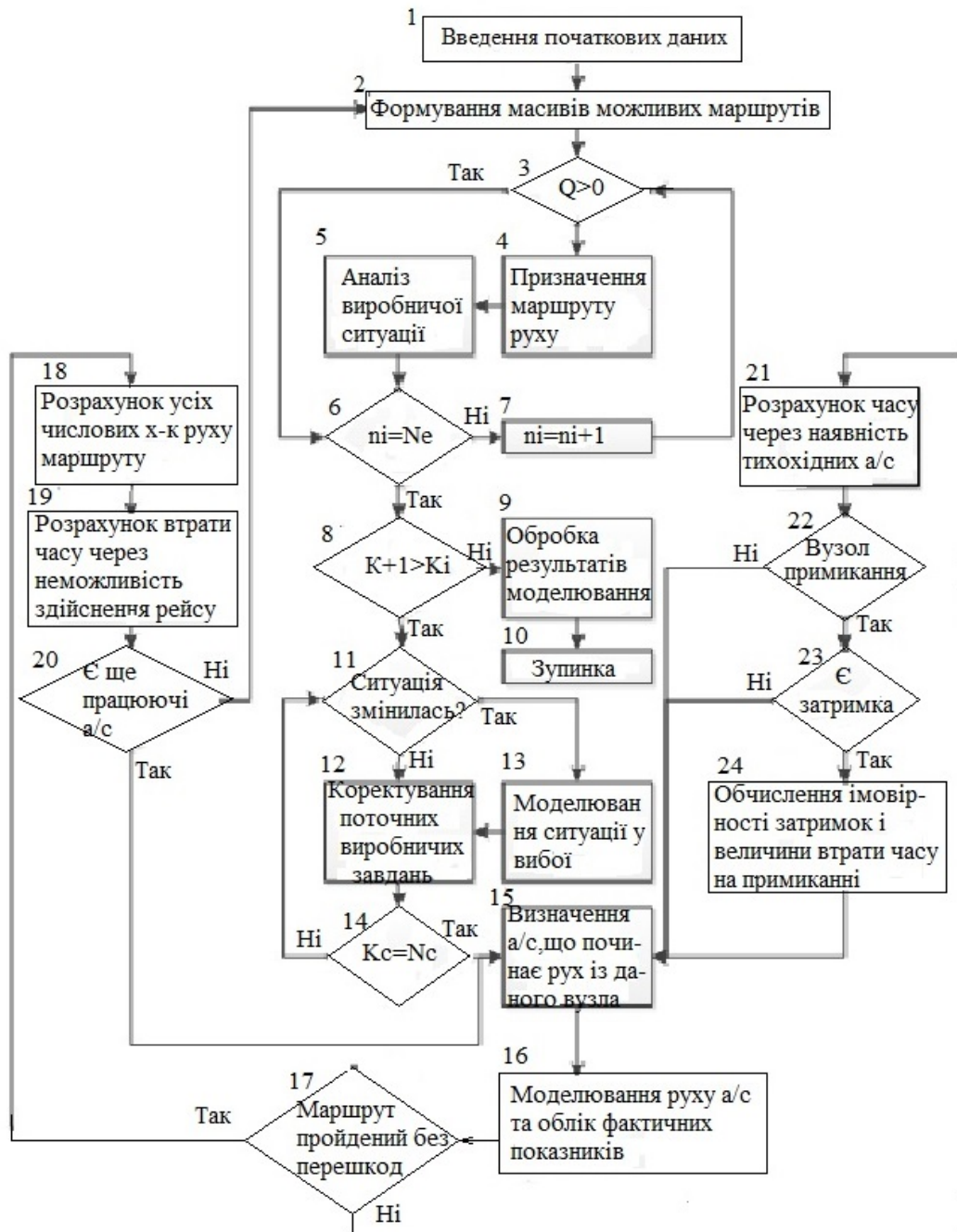


Рис. 4.2. Структурна схема моделі автотранспортного потоку

Статистичні оцінки отримані в результаті обробки представницьких вибірок відомими методами та використовуються в імітаційній моделі для отримання значень випадкових параметрів, закони розподілу яких також попередньо встановлені. Емпіричні функції розподілу використовувались для тих технологічних параметрів гірничотранспортного обладнання, закон розподілу яких за результатами перевірки різних нульових гіпотез не вдалось описати

аналітично. У цьому ж блоці задаються початкові стани змінних та масивів результатів перед випробуванням.

У результаті розрахунків за розробленим алгоритмом було висунуто вимогу отримання наступної вихідної інформації:

- втрати часу через відмінності швидкісних характеристик автосамоскидів, що працюють одночасно протягом зміни;
- втрати часу на очікування в черзі при вантаженні;
- втрати часу на примиканнях вибойних доріг до магістральних;
- час чистої роботи екскаваторів;
- число рейсів для кожного автосамоскиду протягом зміни;
- залишок часу на кінець зміни для кожного автосамоскиду, що не дозволяє здійснити рейс від екскаватора до пункту розвантаження;
- число автосамоскидів для кожного екскаватора.

Блок 2 моделює час запитів маршрутів автосамоскидами, що починають роботу. Для цього проводиться звертання до датчика псевдовипадкових чисел із відповідним розподілом і параметрами. Далі формується масив можливих напрямків автосамоскидів (контроль стану екскаваторів). До цього масиву включаються усі екскаватори, що на момент чергового запиту маршруту знаходяться у робочому стані.

Алгоритм роботи програми починається за умови повної відсутності автосамоскидів і поступового їх набору для кожного екскаватора ( $n_j$ ). Набір числа автосамоскидів відбувається в міру наростання обсягу вантажу, що вивозиться усіма машинами протягом зміни для даного екскаватора, до виконання його змінного плану. При цьому контроль здійснюється шляхом порівняння фактичного обсягу, що вивозиться автосамоскидами за зміну від екскаватора, зі змінним завданням екскаватору  $Q$ . Якщо умова  $Q_i \geq Q$  виконується, то збільшується число автосамоскидів на одиницю і кожному з них присвоюється швидкість руху, що обирається випадково за заданим розподілом швидкостей. У даному випадку прийнятий нормальний закон розподілу швидкостей і для однієї

реалізації фіксується значення параметрів  $m$  – середнє значення швидкості і  $\sigma$  – середньоквадратичне відхилення значення швидкості.

Якщо ж  $Q_i \geq Q$  умова виконана, то для екскаватора подальший набір числа автосамоскидів припиняється і перевіряється, чи всі екскаватори переглянуті. Таким чином здійснюється набір необхідного числа автосамоскидів для кожного екскаватора і присвоюється швидкість руху, яку вони будуть мати в даній реалізації. Потім оцінюється число автосамоскидів, набраних для роботи в кар'єрі  $n_i + 1$  в новому прорахунку, в порівнянні з попереднім прорахунком. Якщо число автосамоскидів збільшилося, то розрахунки тривають, якщо не збільшилося – розрахунок закінчується, і здійснюється обробка результатів моделювання, тобто аналіз систематичної і випадкової складових для всіх вихідних характеристик моделі (втрати часу різних видів). При цьому за однією з гілок алгоритму розраховуються втрати часу автосамоскидів в черзі до екскаватора при навантаженні. Тут же враховується час навантаження. Розглядаються по черзі кожен екскаватор і всі обслуговуючі його автосамоскиди. Якщо в момент прибуття наступного автосамоскиду екскаватор зайнятий на навантаженні, то розраховується час його затримки в черзі.

Блок 4 призначає маршрут певному автосамоскиду за наведеною вище моделлю. Блок 5 виконує аналіз виробничої ситуації, що складається. Блоки 11-12 визначають необхідність проведення корекції поточних технологічних завдань екскаваторам та за необхідності визначають перетворені вантажопотоки.

У блоці 13 час навантаження екскаватора моделюється за заданим законом розподілу [22]. Моделюється одна з можливих ситуацій, які виникають після прибуття автосамоскиду до вибою:

а) за час руху автосамоскиду екскаватор вийшов з ладу та не зміг проводити навантаження гірничої маси;

б) на момент прибуття автосамоскиду до вибою екскаватор знаходився у робочому стані, черги не було, автосамоскид був навантажений та відбув до розвантаження;

в) на момент прибуття автосамоскиду до вибою екскаватор вантажив інший автосамоскид; після відбуття іншого автосамоскиду до розвантаження екскаватор почав навантаження гірничої маси, але аварійно вийшов з ладу;

г) на момент прибуття до вибою екскаватор вантажив інший автосамоскид, після відбуття черги автосамоскид був завантажений;

д) екскаватор знаходився в очікуванні автосамоскиду, після його прибуття почав навантаження гірничої маси, але вийшов з ладу.

Потім перевіряється, чи всі працюючі в кар'єрі автосамоскиди переглянуті (блок 14), після чого починається розрахунок втрат часу через відмінності швидкісних характеристик по всіх ділянках маршруту кожного автосамоскиду. Розглядається кожен вузол схеми маршрутів і визначається послідовність проходження його всіма автосамоскидами (блоки 16-17). При цьому розраховуються характеристики, що враховують профіль дороги: зміна швидкості в залежності від різниці висот, проходження поворотів з різними кутами і радіусами, сполученні ділянок доріг.

Автосамоскиди поділяються на дві категорії за характером проходження всього маршруту. Якщо весь маршрут пройдено автосамоскидом без перешкод по швидкості через машини, що йдуть попереду, розраховуються всі числові характеристики руху, а також здійснюється розрахунок втрат часу через неможливість виконати рейс, який залишився до кінця зміни часу. Оскільки при цьому число автосамоскидів швидко зменшується, в програмі передбачена перевірка наявності працюючих автосамоскидів і перехід до нової реалізації із зміною вихідних параметрів закону розподілу їх швидкостей (блок 20).

Розрахунок втрат часу через відмінності швидкостей автосамоскидів здійснюється (блоки 21-24) при русі автосамоскиду з більшою швидкістю руху за автосамоскидами з меншою швидкістю за наступною схемою [22].

Нехай  $S$  – відстань між двома вузлами на маршруті руху автосамоскидів (це може бути як ділянка з'їзду, так і будь-яка ділянка шляху в кар'єрі). Якщо дві машини проходять цю ділянку з різними швидкостями, які їм присвоюються при моделюванні, то розраховується час проходження ділянки кожною машиною і моменти часу прибуття в кінцевий пункт ділянки відповідно  $T_1$  і  $T_2$ :

$$T_1 = T + \frac{s}{v_1}; \quad (4.13)$$

$$T_2 = T + dt + \frac{s}{v_2}, \quad (4.14)$$

де  $T$  – момент виходу першого автосамоскиду з початкового вузла;  $dt$  — різниця часу виходу другого автосамоскиду після першого з цього ж вузла;  $v_1$  и  $v_2$  — відповідно присвоєні швидкості руху першого і другого автосамоскидів.

Далі здійснюється порівняння величин  $T_1$  і  $T_2$ . Якщо  $T_1 > T_2$ , то другий автосамоскид наздоганяє перший до приходу в кінцевий вузол розглянутої ділянки маршруту і величина  $dt = T_1 - T_2$  представляє собою величину втрати часу через необхідність другому автосамоскиду знизити швидкість руху. Якщо  $T_1 < T_2$ , то втрати часу не виникає. Подібний розрахунок здійснюється по всіх ділянках маршруту руху кожного автосамоскиду і проводиться накопичення втрат часу.

Розроблений алгоритм і комп'ютерна програма дозволяють здійснювати імітацію функціонування автотранспортного потоку в реальному масштабі часу. При цьому вихідна інформація може бути отримана на будь-який заданий проміжок часу з початку зміни. У блоці 9 визначаються: кількість завантажених із початку зміни автосамоскидів (за їхніми моделями); фактичні об'єми видобутку у контрольні інтервали часу; коефіцієнт виконання плану екскаватором; об'єм гірничої маси на пунктах розвантаження та середній вміст корисних компонентів.

З метою перевірки працездатності розробленого алгоритму і комп'ютерної програми, а також для аналізу функціонування автотранспортного потоку в кар'єрі проводили експерименти із імітаційного моделювання.

В якості варіантів роботи змінного парку автосамоскидів при постійних обсягах виймання екскаваторами служили:

- математичне сподівання швидкості руху автосамоскидів для всього парку. Змінну швидкість приймали в діапазоні 15-22 км/год;
- середньоквадратичне відхилення швидкості руху автосамоскидів від математичного очікування по парку. Варіювання  $\sigma_v$  приймали в межах (0,0-2,5) км/год;

- математичне сподівання і середнє квадратичне відхилення часу вантаження автосамоскидів екскаваторами.

Таким чином, імітаційне моделювання автотранспортного потоку в кар'єрі дозволяє прогнозувати практично необмежену кількість варіантів, які виходять внаслідок розігрування випадкових величин і наступного врахування їх при розрахунках роботи гірничотранспортної ланки. Для визначення кінцівки реалізацій імітаційної моделі в алгоритмах передбачений контроль виправленої вибіркової дисперсії величин результативної інформації. При збільшенні вибірки, яка представлена числом реалізацій імітаційної моделі та є частиною генеральної сукупності можливого числа варіантів, відбувається насичення виправленої незміщеної дисперсії. Наступаючий поріг насичення може служити критерієм для визначення числа реалізацій імітаційної моделі. При цьому із заданою вірогідністю можна стверджувати про наявність в отриманій вибірці оптимального варіанту, який характерний для генеральної сукупності в цілому [21]. Необхідна кількість випробувань визначалась за одним із найважливіших показників за середнім показником коливальності заліза магнітного загалом по гірничозбагачувальному комбінату за годинні інтервали, виходячи з умови: відхилення цього показника від математичного сподівання з імовірністю 0,95 не повинно перевищувати 0,1%. Тоді кількість випробувань можна визначити за формулою

$$n \geq \frac{t_{\gamma}^2 \cdot s^2}{\varepsilon^2},$$

де  $t_{\gamma}$  – коефіцієнт, значення якого визначаються за статистичними таблицями у залежності від  $n$  та  $\gamma$  (при  $n > 120$  та  $\gamma = 0,95$  коефіцієнт  $t_{\gamma} = 1,96$ );  $\varepsilon$  – точність оцінки (0,1%);  $s$  – вибіркоче середнє квадратичне відхилення (прийнято  $s = 1,6\%$ ).

Тоді необхідна кількість випробувань

$$n \geq \frac{1,96^2 \cdot 1,62^2}{0,1^2} = 984.$$

В якості засобів перевірки адекватності розробленої імітаційної моделі застосовувались її тестування та верифікація.

4.3.2. Удосконалення методики формування автотранспортного потоку за результатами імітаційного моделювання оперативного управління гірничотранспортними роботами

Імітаційне моделювання та порівняльний аналіз повинні завершити процес вибору ефективного варіанту функціональної частини системи оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами. З цією метою проводилось моделювання роботи гірничотранспортного комплексу Полтавського ГЗК.

Основні технологічні параметри моделювання гірничотранспортного комплексу:

- кількість екскаваторів – 12, кількість екскаваторних блоків – 35;
- кількість пунктів розвантаження – 11, тип – двосекторні перевантажувальні майданчики;
- середньозважена відстань транспортування – 4,6-5,1 км;
- вантажопідйомність автосамоскидів – від 91 до 185 т;
- кількість автосамоскидів – від 60 до 95.

Необхідні для моделювання статистичні характеристики та емпіричні функції розподілу випадкових параметрів гірничотранспортного комплексу оцінювались за представницькими статистичними вибірками. Попередньо за методикою, представленою вище, було виконане налаштування імітаційної моделі оперативного управління гірничотранспортних робіт та перевірена її адекватність при параметрах алгоритму адресації автосамоскидів  $C_1=0,25$ ,  $C_2=0,45$ ,  $C_3=0,3$ .

Було виконано 18 експериментів з імітаційною моделлю для різних сполучень критеріїв та обмежень моделі п.3.5 та значень вагових коефіцієнтів  $C_1$ ,  $C_2$ ,  $C_3$ . У кожному з експериментів, виходячи з умов забезпечення необхідної вірогідності результатів, моделювалось 120 змін роботи ГТК кар'єру. Час рахунку для одного експерименту складав у середньому 47 с.

Результати роботи імітаційної моделі на певному кроці контролювались за графіками роботи виймально-навантажувального обладнання кар'єру, приклад яких наведений на рис. 4.3-4.5.

Моделювання роботи гірничотранспортного комплексу кар'єру дало наступні результати (додаток А, табл.А.6).

Розрахунковий середній місячний об'єм видобутку гірничої маси склав 3345,15 тис.м<sup>3</sup> при плані 3155,8 тис.м<sup>3</sup>, в т.ч. об'єм руди К<sub>2</sub><sup>2</sup> склав 447,34 тис.м<sup>3</sup> (1565,68 тис.т) при плані 410,4 тис.м<sup>3</sup> (1436,4 тис.т), об'єм руди К<sub>2</sub><sup>3</sup> склав 277,78 тис.м<sup>3</sup> (916,66 тис.т) при плані 257,2 тис.м<sup>3</sup> (848,76 тис.т). Таким чином, розрахунковий приріст загального об'єму видобутку гірничої маси склав 6,1%, руди К<sub>2</sub><sup>2</sup> – 8,9%, руди К<sub>2</sub><sup>3</sup> – 8%.

При цьому середньоквадратичне відхилення змінних об'ємних показників гірничої маси протягом місяця за результатами планування склало 2,15 тис.м<sup>3</sup>, руди К<sub>2</sub><sup>2</sup> – 0,15 тис.м<sup>3</sup> (0,525 тис.т), руди К<sub>2</sub><sup>3</sup> – 0,11 тис.м<sup>3</sup> (0,36 тис.т). Статистичний аналіз результатів роботи гірничотранспортного комплексу кар'єру за 24 місяці (листопад 2014-жовтень 2016) показує значення аналогічного показника від 37,43 тис.м<sup>3</sup> до 50,03 тис.м<sup>3</sup>, для руди К<sub>2</sub><sup>2</sup> – від 4,2 до 6,26 тис.м<sup>3</sup> (від 14,7 до 21,91 тис.т), для руди К<sub>2</sub><sup>3</sup> – від 2,17 до 3,82 тис.м<sup>3</sup> (від 7,16 до 12,61 тис.т).

Середньоквадратичне відхилення вмісту заліза магнітного на перевантажувальних майданчиках склало 0,096% для місячного об'єму рудної маси у 667,6 тис.м<sup>3</sup> (2285,116 тис. т).

График работы экскаватор №43 гор.-210 м 21.10.2015 1 смена					
Время	Вид работы	Объем, м3	Вид ГМ	А/с	Пункт разгрузки
8:00:00	начало работы				
8:12:00	погрузка а/с	40	К22		52 ПП ст. К-2 №3
8:14:12	погрузка а/с	36	К22		48 ПП ст. К-2 №3
8:17:54	погрузка а/с	56	К22		88 ПП ст. К-2 №4
8:23:11	подготовка забоя				
8:35:11	погрузка а/с	36	К22		45 ПП ст. К-2 №3
8:38:57	погрузка а/с	36	К22		44 ПП ст. К-2 №3
8:42:43	ожидание а/с				
8:44:12	погрузка а/с	40	К22		57 ПП ст. К-2 №4

Рис. 4.3. Графік роботи екскаватора (фрагмент)



График работы а/с 44 21.10.2015 1 смена					
Время	Вид работы	Объем, м3	Вид ГМ	Экскаватор	Пункт разгрузки
8:00:00	начало смены				
8:03:00	движение к экскаватору	0		35	
8:07:14	погрузка а/с				
8:11:00	движение к ПР	36	K232		ПП К №2 ЮЗ
8:28:48	ожидание разгрузки	36	K232		ПП К №2 ЮЗ
8:33:20	разгрузка а/с	36	K232		ПП К №2 ЮЗ
8:35:46	движение к экскаватору	0		35	
8:54:16	ожидание погрузки	0		35	
8:58:12	погрузка а/с				
9:01:58	движение к ПР	36	K232		ПП К №2 ЮЗ
9:22:17	ожидание разгрузки	36	K232		ПП К №2 ЮЗ
9:24:01	разгрузка а/с	36	K232		ПП К №2 ЮЗ
9:26:27	движение к экскаватору	0		33	

Рис. 4.4. Графік роботи автосамоскида (фрагмент)

График работы ПР АО К №6 ЗБ 21.10.2015 1 смена					
Время	Вид работы	Объем, м3	Вид ГМ	Экскаватор	А/с
8:00:00	начало смены				
8:06:36	разгрузка а/с	36	K233	48	74
8:08:48	ожидание а/с				
8:11:49	разгрузка а/с	40	K233	33	26
8:14:09	ожидание а/с				
8:19:58	разгрузка а/с	40	K233	34	41
8:22:18	ожидание а/с				
8:27:26	разгрузка а/с	40	K233	33	50
8:29:46	ожидание а/с				
8:33:02	разгрузка а/с	36	K233	48	75
8:35:14	ожидание а/с				

Рис. 4.5. Графік роботи пункту розвантаження (фрагмент)

Коефіцієнт використання обладнання (відношення часу у роботі до загального календарного часу, термін – 1 місяць) за результатами моделювання склав: для екскаваторів 0,83, для автосамоскидів 0,76, для пунктів розвантаження 0,85, у середньому для усіх агрегатів – 0,81, що відповідно на 5,1%, 6,3%, 6,2%, 7,0% вище середніх значень по кар'єру.

Для встановлення раціональних значень параметрів розробленої моделі адресації автосамоскидів виконувалось моделювання роботи гірничотранспортного комплексу кар'єру при зміні значень вагових коефіцієнтів  $C_2$  від 1,0 до 0 (з кроком 0,2,  $C_1$  і  $C_3$  приймались рівними один одному). Результати моделювання представлені на рис. 4.6-4.9.

Як видно з даних графіків (рис. 4.6-4.7), значення об'єму видобутку істотно знижуються при зменшенні  $C_2$  від 1,0 до 0,8, а подальше зниження при зменшенні вагомості критерію збільшення об'єму видобутку відбувається набагато повільніше. У той же час, рис. 4.8 показує, що при досягненні  $C_2$  значення 0,6 (відповідно  $C_3=0,2$ ) припиняється істотне зменшення коливальності якісних показників, подальше збільшення ваги критерію якості неістотне. Тому значення  $C_2=0,6$ ,  $C_1=C_3=0,2$  прийняті за раціональні.

Аналіз результатів моделювання формування автотранспортного потоку в кар'єрі дозволив зробити наступні висновки:

1. Для всіх типів автосамоскидів із збільшенням середнього квадратичного відхилення швидкості руху від середньої по парку відбувається збільшення втрат часу через слідування більш швидкохідних машин за менш швидкісними. Причому, чим вище математичне сподівання швидкості руху автотранспортного потоку в цілому, тим значніше втрати часу через відмінності у швидкісних характеристиках. Так, при швидкості  $\bar{V}=15$  км/год та  $\sigma_{\bar{V}}=2,5$  км/год втрати часу в 2,5 рази менше, ніж при  $\bar{V}=22$  км/год і  $\sigma_{\bar{V}}=2,5$  км/год.

Крім того, збільшення розкиду швидкостей автосамоскидів, що формують автотранспортний потік, призводить до збільшення часу простоїв машин у черзі біля екскаватора, а також робить істотний вплив на збільшення загальних втрат часу, в які входить і залишок часу через не завершення рейсів.

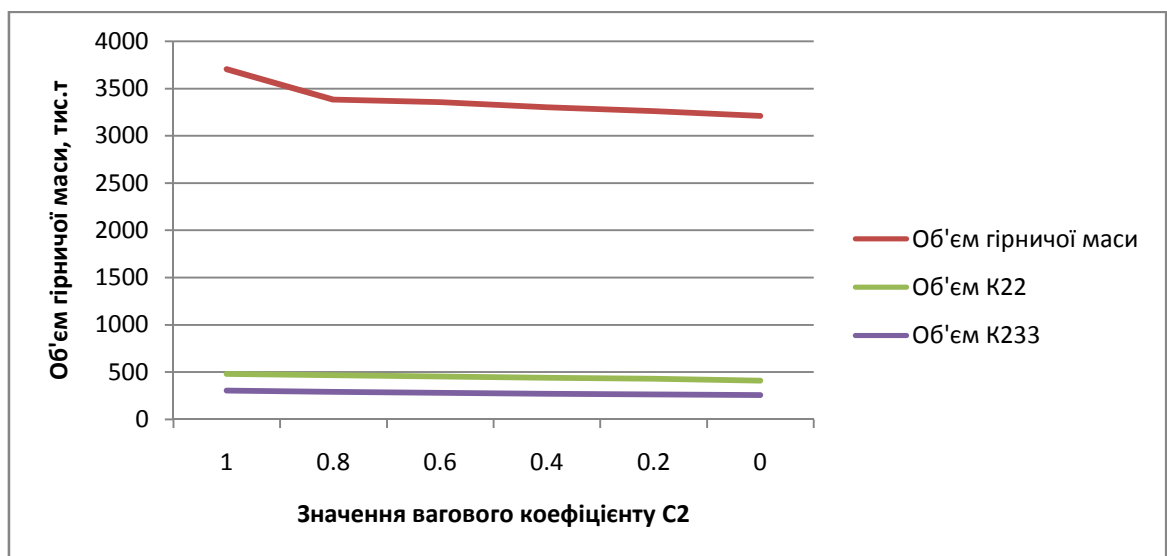


Рис. 4.6. Залежність розрахункового місячного об'єму видобутку гірничої маси, руди  $K_2^2$ , руди  $K_2^3$  від вагового коефіцієнту  $C_2$  у розробленій моделі адресації автосамоскидів

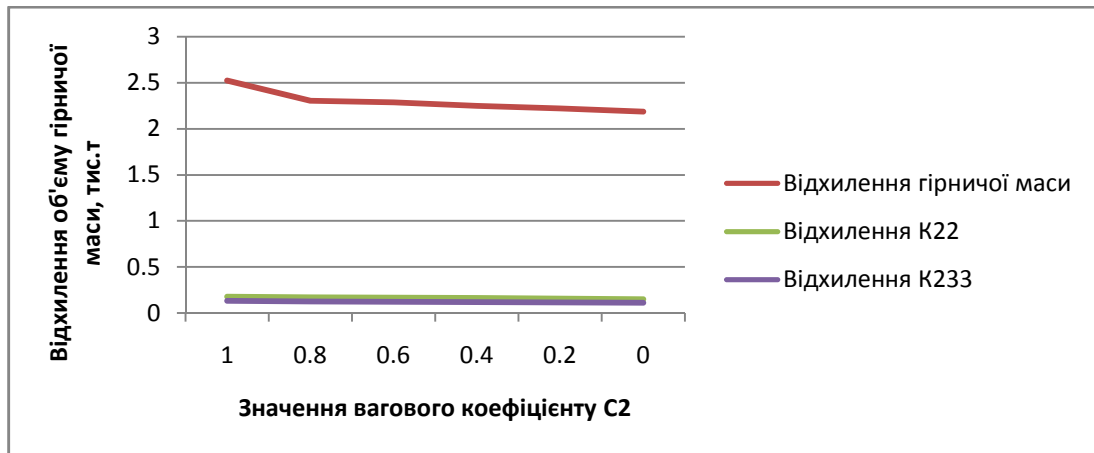


Рис. 4.7. Залежність розрахункового середньоквадратичного відхилення змінних об'ємів видобутку гірничої маси, руди  $K_2^2$ , руди  $K_2^3$  (часовий термін – 1 місяць) від вагового коефіцієнту  $C_2$  у розробленій моделі адресації автосамоскидів

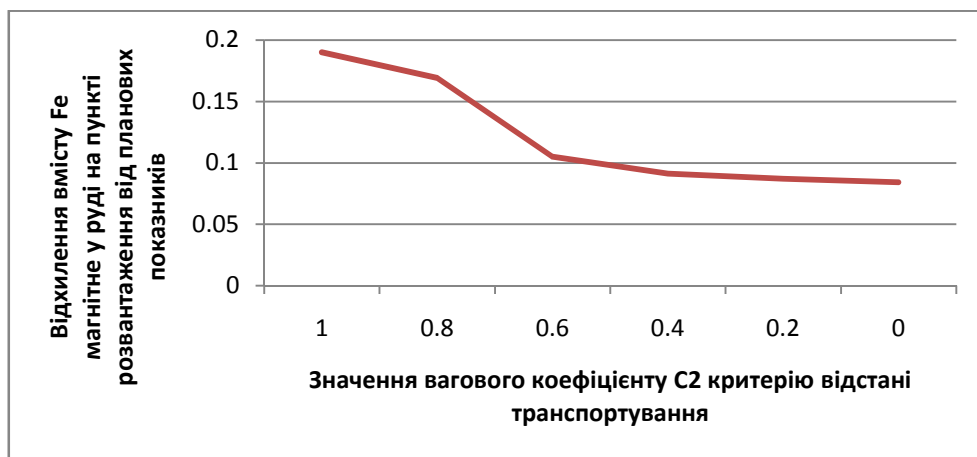


Рис. 4.8. Залежність розрахункового середньоквадратичного відхилення вмісту Fe магн. на пунктах розвантаження від вагового коефіцієнту  $C_2$  у розробленій моделі адресації автосамоскидів

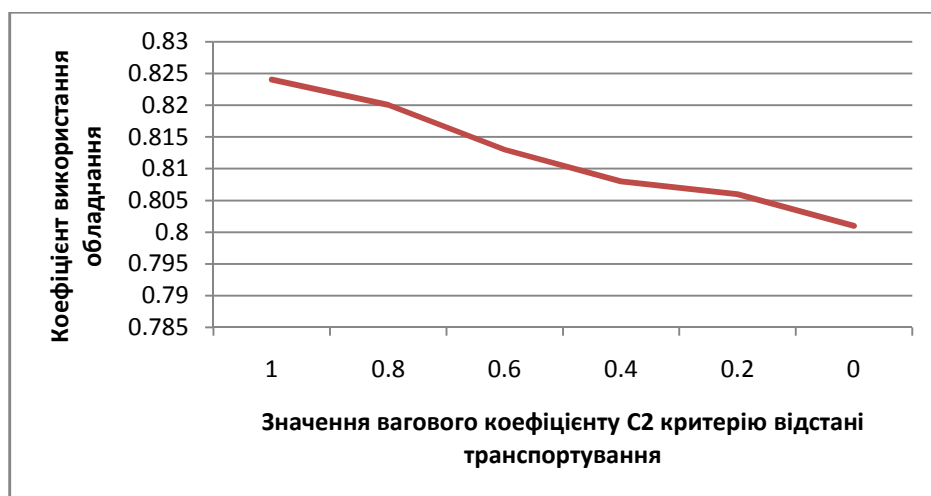


Рис. 4.9. Залежність розрахункового коефіцієнта використання обладнання від вагового коефіцієнту  $C_2$  у розробленій моделі адресації автосамоскидів

2. Збільшення середньої швидкості руху автосамоскидів дозволяє скоротити число машин, необхідних для виконання змінного плану гірничотранспортних робіт. При цьому значення середнього квадратичного відхилення швидкості руху окремих автосамоскидів від середньої по парку робить істотний вплив на градієнт зміни змінного парку машин. Так, для автосамоскиду при  $\sigma_V = 0,5$  км/год і зміні середньої швидкості руху від 15 до 21 км/год число машин зменшується на 12%, а при  $\sigma_V = 2,5$  км/год зменшення кількості машин з 48 до 42 відбувається при середній швидкості, що дорівнює 19 км/год. Подальше збільшення середньої швидкості руху автосамоскидів до 22 км/год в загальному потоці призводить до збільшення змінного парку до 43 машин. Таким чином, для різних середніх швидкостей руху автосамоскидів в транспортному потоці існує оптимальна область числа автосамоскидів, необхідних для виконання змінного плану гірничотранспортних робіт. При цьому, чим більше середньоквадратичне відхилення, тим менше середня швидкість руху автосамоскидів в потоці, відповідна оптимальній області за кількістю транспортних одиниць.

3. Істотний вплив на функціонування автотранспортного потоку надає співвідношення числа швидкохідних, середньошвидкісних і тихохідних машин у змінному парку. При постійному числі автосамоскидів у зміні тихохідних машин з 20 до 30, а швидкохідних – від 1 до 10 зміна втрат часу через відмінності у швидкісних характеристиках і простоїв у черзі під екскаватором відбувається за параболічною залежністю.

Область екстремальних значень залежності для  $C = (16-22$  км/год),  $\sigma_V = (0-2,5$  км/год) відповідає співвідношенням швидкохідних, середньошвидкісних і тихохідних автосамоскидів в межах (5-7), (20-14), (23-27). Причому збільшення частки тихохідних автосамоскидів, що викликає зниження середньої швидкості транспортного потоку, тягне за собою збільшення змінного парку автосамоскидів. Так, збільшення числа тихохідних автосамоскидів при виконанні одного і того ж змінного плану з вантажоперевезень з 10 до 30 шт. викликає зниження середньої швидкості руху потоку з 21 до 18 км/год. При цьому загальне число автосамоскидів, необхідних для виконання змінного плану, збільшується в різних варіантах від 44 до 50 шт.

Таким чином, при багаторазовому програванні можливих формувань автотранспортного потоку і виборі найкращого варіанту необхідно враховувати співвідношення автосамоскидів у змінному парку за швидкісними характеристиками.

4. Число рейсів одного з автосамоскидів протягом зміни в цілому залежить від середньої швидкості руху автотранспортного потоку. Причому збільшення середнього квадратичного відхилення швидкості руху окремих автосамоскидів від середньої по парку призводить до скорочення числа рейсів, що припадають на один автосамоскид. Так, при середній швидкості  $\bar{V}=15$  км/год і  $\sigma_{\bar{V}} = 0$  число рейсів одного автосамоскидів 21,2, а при тій же швидкості і  $\sigma_{\bar{V}} = 2,5$  км/год – 18,7.

5. Збільшення середньої швидкості потоку до 21 км/год призводить до зменшення градієнта зміни числа рейсів одного автосамоскиду: при  $\sigma_{\bar{V}} = 0$  – 22,6, а при  $\sigma_{\bar{V}} = 2,5$  км/год – 22. При цьому кількість рейсів змінюється з 18,7 до 22,6.

5. Зміна середньої швидкості руху та середнього квадратичного відхилення швидкості руху окремих автосамоскидів в загальному потоці зумовлює зміну загального числа рейсів автосамоскидів, здійснюваних у кар'єрі для виконання змінного завдання гірничотранспортних робіт. Однак зниження числа рейсів не пропорційно зниженню числа автосамоскидів у змінному парку. Це пов'язано з тим, що в можливих варіантах розподілу автосамоскидів з різними швидкісними характеристиками під різні екскаватори загальні втрати часу істотно відрізняються, а обсяги перевиконання змінного завдання зумовлюють зменшення кількості рейсів.

Подальше збільшення середньої швидкості руху потоку призводить до збільшення числа автосамоскидів. Це пояснюється збільшенням втрат часу через простої автосамоскидів в черзі під навантаження.

Збільшення середнього квадратичного відхилення швидкості руху окремих автосамоскидів від середньої по парку згладжує спостережувані явища екстремальності функції зміни числа рейсів від середньої швидкості змінного парку.

6. У всіх варіантах формування автотранспортних потоків спостерігається загальна тенденція: чим більше розкид швидкостей окремих автосамоскидів, тим складніше виявити закономірності функціонування автотранспортного потоку. Це

обумовлює застосування імітаційного моделювання як апарату формування змінного парку автосамоскидів, що дозволяє програвати стан автотранспортних потоків у різних гірничотехнічних і дорожньо-транспортних умовах.

4.4. Рекомендації щодо оперативного управління гірничотранспортними роботами

Технологічне обґрунтування задачі оперативного планування перетворюється у пріоритетний етап створення системних моделей і методів планування гірничотранспортних робіт (аналіз та систематизація визначальних факторів, їх кількісна оцінка, коректний перехід до умов (обмежень) та критеріїв оптимальності, задання структури їх множини і т.п.).

Як відомо, вирішення задачі оперативного планування лінійного багатокритеріального програмування, представленої базовою моделлю п.3.1, або моделями, що були створені ЛПР на її основі, дає тільки числові значення об'ємів  $P_{i,j,k}$  і  $V_{i,j,k}$  та похідних від них параметрів. А для цілей оперативного планування ці об'єми і похідні від них параметри повинні мати певну просторову прив'язку і конфігурацію. Виникає проблема: між розрахованими плановими об'ємами і їх просторовою прив'язкою і конфігурацією однозначності немає, бо вирішення задачі лінійного програмування таку відповідність не встановлює.

Для вирішення цієї проблеми рекомендується застосувати графоаналітичне моделювання варіантів динаміки виймально-навантажувальних робіт при відпрацюванні заходок. Обґрунтується множина технологічних факторів, що обумовлюють можливі варіанти динаміки:

- просторова орієнтація заходок (повздовжні, діагональні, поперечні);
- спосіб їх відпрацювання (валовий і селективний; з перегонем екскаватора в початок наступної заходки або без перегону);
- параметри заходок (довжина і ширина).

Використовується наступна методика графоаналітичного моделювання:

1. Задається кількість заходок для відвантаження розвалу, їх тип і ширина (вузькі, нормальні, широкі). Довжина заходок визначалась, виходячи з розрахункової продуктивності екскаватора за конкретний період планування.

2. Величина переміщення екскаватора за плановий період визначається із уже визначених планових об'ємів виймання гірничої маси в межах заходки та прийнятої ширини заходки (вибою).

3. Прийняті значення факторів (вихідні дані) знижують невизначеність і дозволяють вибирати відповідно їм просторове розташування планових об'ємів виймання гірничої маси в межах заходки.

4. Отримані таким чином конфігурації планових блоків виймання включають множину конкретних блоків гірничо-геологічної моделі, що дозволяє визначити об'ємно-якісні показники всіх різновидів гірничої маси, що попали у контури планового об'єму виймання.

Як видно із викладеного вище, методика графоаналітичного моделювання є складовою загальної методики оперативного планування гірничотранспортних робіт. В неї також входить методика визначення планових об'ємів виймання гірничої маси та розподілу вантажопотоків.

Отримані графоаналітичним моделюванням планові об'єми виймання гірничої маси будуть мати середні якісні показники, які можуть відрізнитись від середніх якісних показників, що були прийняті в якості вихідних даних для моделі п.3.1. В цьому випадку значення якісних показників за результатами графоаналітичного моделювання підставляються в обмеження модулю вимог до якості корисних копалин для перевірки їх виконання. Якщо вони виконуються, то розраховуються значення критеріїв.

Сформований за такою загальною методикою результат вирішення задачі оперативного планування гірничотранспортних робіт характеризується числовими даними та просторовим розташуванням і конфігурацією планових об'ємів виймання і транспортування гірничої маси, що і вимагає постановка задачі.

Отримані результати моделювань використані при проведенні дослідного оптимізаційного моделювання місячних програм гірничих робіт Полтавського ГЗК. Із результатів моделювання для кар'єру Полтавського ГЗК були зроблені наступні висновки:

1. Найбільш прийнятним способом відробки вибоїв із найбільшою шириною  $0,5 \cdot A_n \leq B \leq 1,5 \cdot A_n$  згідно величини інтегрального критерію є відробка двома

екскаваторними заходками, причому оптимальна ширина першої смуги  $b_1=1,7 \cdot R_n$  (тобто  $1,0 \cdot A_n$ ), а друга заходка проектується вузькою (шириною  $b_2=B-1,0 \cdot A_n$ ).

2. Для варіанту з трьома вузькими заходками однакової ширини для загальної ширини вибою  $0,5 \cdot A_n \leq B < 1,5 \cdot A_n$  найкраще значення ширини може бути рівним  $b=0,9 \cdot A_n$ , лише при зменшенні ваги критерію  $F_2$  якості руди на пунктах розвантаження кращою шириною заходки була б  $b=0,8 \cdot A_n$ .

3. Для варіанту, коли  $1,5 \cdot A_n \leq B \leq 3 \cdot A_n$ , можлива велика кількість комбінацій ширини заходки, і відробка ведеться трьома заходками. Дослідження дозволили встановити, що найкращі значення ширини заходок складуть  $b_1=b_2=0,8 \cdot A_n$ , а

$b_3=B-1,6 \cdot A_n$ . Причому знову спостерігається зворотна залежність інтегрального критерію  $F$  при збільшенні ваги критерію  $F_2$  відхилення якісних показників.

4. Варіант, при якому одна із заходок – широка, тобто  $b=1,5 \cdot A_n$ , (загальна ширина вибою  $1,5 \cdot A_n \leq B \leq 3 \cdot A_n$ ) також має багато комбінацій у залежності від порядку розташування широкої заходки (першою, другою чи третьою). Для цього випадку найкраще значення критерію  $F$  при  $\lambda_1=0,25$  спостерігаємо для значень ширини  $b_1=0,8 \cdot A_n$ ,  $b_2=1,5 \cdot A_n$ ,  $b_3=B-2,3 \cdot A_n$ .

5. Якщо ширина забою сягає  $3 \cdot A_n$ , то варіант безальтернативний, моделюємо його відробку двома широкими смугами шириною  $1,5 \cdot A_n$ .

За отриманими даними можна стверджувати, що використання знайдених параметрів екскаваторних заходок дозволить зменшити як абсолютні значення результуючих технологічних показників (відстань транспортування, дотримання якісних параметрів рудної шихти, розробка запланованих екскаваторних вибоїв, дотримання об'ємних показників гірничої маси), так і їхню коливальність протягом місяця.

Для залізорудних кар'єрів Криворізького басейну, які характеризуються аналогічними параметрами системи розробки та гірничо-геологічними умовами, також може бути прийнятною така методика вирішення задачі оперативного планування гірничотранспортними роботами. Вищеназвані рекомендації дозволять вибирати оптимальні технологічні параметри екскаваторних вибоїв при оперативному плануванні гірничотранспортних робіт на залізорудних кар'єрах.



#### 4.5. Економічна ефективність впровадження методики оперативного планування та управління

Впровадження запропонованої методики оперативного планування та управління сприятиме отриманню економічного ефекту, що досягатиметься у сферах виробництва та управління залізородним кар'єром. Методологія оперативного планування та управління дозволить підвищити продуктивність праці працівників планових та технічних відділів за рахунок багатоваріантних і багатокритеріальних гірничо-геометричних оптимізаційних розрахунків видобутку гірничої маси при плануванні гірничотранспортних робіт. Крім того, у сфері управління будуть стимулюватись такі фактори, як підвищення оперативності, зростання якості отриманої інформації, формування зведених та взаємопов'язаних документів тощо.

Результати, отримані у сфері гірничого виробництва, визначаються наступними факторами:

1. Зменшення коливань вмісту корисного компонента у руді, що надходить на переробку.

Застосування розробленої методології призведе до рівномірної підготовки до виймання запасів руди усіх сортів, дотримання їхніх співвідношень у шихті, що надходить на секції рудозбагачувальної фабрики при змінному плануванні гірничотранспортних робіт та оперативно-диспетчерському управлінні екскаваторно-автомобільним комплексом.

На основі аналізу даних про якість руди, що переробляється, за кожен добу та про вилучення металу за період серпень 2016 – серпень 2017 рр. визначено, що 7,5% діб від загальної їхньої кількості перероблялась руда із вмістом корисного компоненту нижче планового. При застосуванні розробленої методології покращуються показники усереднення руди та зменшується до 3,2% кількість діб, коли переробляється руда із вмістом, меншим за планове, тобто з'являється додаткова кількість руди  $\Delta Q$  із вмістом корисного компоненту, що дорівнює плановому. Тому комбінатом буде вироблено додатково за рік (при плановій продуктивності по руді у 21,6 млн.т/рік та збільшенні виходу концентрату на 0,40%)  $\Delta Q_k = (7,5\% - 3,2\%) \cdot 21,6 \cdot 0,41\% = 38,08$  тис. т концентрату або  $\Delta Q_{ок} =$

$38,08/1,115 = 34,1$  тис. т окатків. Відповідно, економічний ефект від збільшення випуску продукції складе:

$$E_{\Pi} = \Delta Q_{\text{ок}} \cdot CM_{\text{ок}} = 34,1 \cdot 260 = 8,866 \text{ млн грн,}$$

де  $CM_{\text{ок}}$  – маржинальний дохід від продажу 1 т окатків, грн.

## 2. Підвищення продуктивності гірничотранспортного обладнання.

Оптимізація параметрів екскаваторних вибоїв, оптимальний характер прийнятих рішень при визначенні маршрутів та адрес навантаження і розвантаження транспорту призводять до збільшення продуктивності екскаваторного обладнання на 5,1%. Зміна об'єму виробництва забезпечить економію умовно-постійної частини витрат в обсязі:

$$E_{\text{пе}} = q \cdot Q_{\text{г.м.}} \cdot C_{\text{уп}}, \text{ млн грн,}$$

де  $q$  – зростання продуктивності обладнання після впровадження методології, %;  $Q_{\text{г.м.}}$  – продуктивність кар'єру по гірській масі до впровадження методології, млн.м<sup>3</sup> (23,3 млн.м<sup>3</sup> за фактом 2016 р);  $C_{\text{уп}}$  – умовно-постійна частина витрат на одиницю гірничої маси, грн.

$$E_{\text{пе}} = 5,1\% \cdot 23,3 \cdot C_{\text{уп}} = 5,1\% \cdot 23,3 \cdot 63,38 = 75,32 \text{ млн грн}$$

## 3. Оптимізація роботи кар'єрного автотранспорту.

Впровадження методології оперативного планування та управління дозволить підвищити раціональність планування автотранспорту, знизити відстань транспортування одиниці гірничої маси на величину  $\Delta l = 154$  м. Скорочення витрат на видобуток складе

$$E_{\text{т}} = A_{\text{г.м.}} \cdot \Delta l \cdot C_{\text{т.п.}}, \text{ млн грн,}$$

де  $A_{\text{г.м.}}$  – річний вантажообіг гірничої маси, 59,49 т·км;

$C_{\text{т.п.}}$  – змінна частина витрат на 1 т·км роботи транспорту, 1,3 грн.

Отже,  $E_{\text{т}} = 59,49 \cdot 0,154 \cdot C_{\text{т.п.}} = 35,165 \cdot 0,154 \cdot 1,3 = 11,91$  млн грн.

## 4. Зменшення витрат на ремонт, запасні частини.

Удосконалення оперативно-диспетчерського управління кар'єрним автотранспортом за рахунок збільшення коефіцієнту його використання дозволяє зменшити витрати на ремонт транспорту, витрати на запасні частини та вивести з

експлуатації додаткову кількість автотранспорту. Економія за рахунок зниження витрат на технічне обслуговування автомобілів:

$$E_a = N_{ac} \cdot \Delta TO \cdot C_{то}, \text{ млн грн,}$$

де  $N_{ac}$  – середня кількість автосамоскидів на виході при плановій річній продуктивності 57 од;  $\Delta TO = 7\%$  – відсоток зниження кількості автосамоскидів при підвищенні  $K_B$ ;  $C_{то}$  – річні витрати на технічне обслуговування автомобілів, грн.

$$\text{Тоді } E_a = 57 \cdot 7\% \cdot 4,1 = 16,36 \text{ млн грн.}$$

Таким чином, загальний економічний ефект від впровадження методології оперативного планування та управління складе:

$$E = 8,866 + 75,32 + 11,91 + 16,36 = 112,456 \text{ млн грн/рік.}$$

З позиції створення екологобезпечних технологій видобування корисних копалин в умовах експлуатації Полтавського ГЗК за рахунок скорочення парку автосамоскидів на 7% дозволяє скоротити річні викиди окису вуглецю  $CO$ , неметанових вуглеводнів та оксидів азоту, твердих домішок.

#### Висновки до розділу 4

1. Встановлено, що структура системи оперативного управління гірничотранспортних робіт повинна складатись із моделі маршрутизації автосамоскидів, моделі змінного оперативного планування, моделі формування автотранспортного потоку. Імітаційне моделювання, що ґрунтується на запропонованих моделях оперативного управління, в умовах кар'єру Полтавського ГЗК дозволило забезпечити збільшення середньомісячного об'єму видобутку гірничої маси на 6,1%, руди  $K_2^2$  – на 8,9%, руди  $K_2^3$  – на 8%.

2. Запропонована модель формування автотранспортного потоку комплексно враховує динаміку виконання запланованих вантажопотоків, максимізує продуктивність вантажно-транспортного обладнання та мінімізує відхилення якісних показників руди на пунктах розвантаження від планових значень. Імітаційне моделювання з використанням вказаних модифікацій показало, що коефіцієнт використання гірничотранспортного обладнання кар'єру збільшиться на 5,2-7,0%.

3. Встановлено, що при проведенні імітаційного моделювання автотранспортного потоку в кар'єрі потрібно додатково враховувати імовірності затримок і втрати часу через слідування швидкохідних машин за тихохідними. Статистичний аналіз моделювання автотранспортного потоку в умовах кар'єру Полтавського ГЗК дозволив встановити, що для різних середніх швидкостей руху автосамоскидів в транспортному потоці існує оптимальна область числа автосамоскидів, необхідних для виконання змінного плану гірничотранспортних робіт. При цьому, чим більше середньоквадратичне відхилення, тим менша середня швидкість руху автосамоскидів в потоці відповідно оптимальній області за кількістю транспортних одиниць.

4. Загальна економічна ефективність впровадження методики оперативного планування та управління на залізорудному кар'єрі Полтавського ГЗК за рахунок зменшення коливань вмісту корисного компонента у руді, що надходить на переробку, підвищення продуктивності гірничотранспортного обладнання, зменшення відстані транспортування гірничої маси, зменшення витрат на ремонт, запасні частини складе 112,456 млн грн/рік.

5. З позиції створення екологобезпечних технологій видобування корисних копалин в умовах експлуатації Полтавського ГЗК за рахунок скорочення парку автосамоскидів на 7% дозволяє скоротити річні викиди окису вуглецю CO, неметанових вуглеводнів та оксидів азоту, твердих домішок.

Результати, наведені у розділі 4, опубліковані у працях [109], [122], [125], [126].

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій вирішена актуальна науково-практична задача, що полягає в теоретико-технологічному обґрунтуванні системної множини математичних моделей та методів шляхом створення якісно нового рівня методичного забезпечення оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами, що дозволило підвищити продуктивність основного гірничотранспортного обладнання та загальну продуктивність кар'єру за гірничою масою. Основні результати досліджень є вагомими для освоєння кар'єрів з видобутку залізорудної сировини.

Найбільш важливі наукові й практичні результати, висновки й рекомендації полягають у наступному:

1. Встановлено, що формування повної множини функціональних задач оперативного планування та управління в залізорудному кар'єрі повинне супроводжуватись узгодженням функціональних задач за критеріями оптимальності та обмеженнями. Формалізація складу та структури підсистеми оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами виконується з урахуванням функціональних та інформаційних зв'язків.

2. Запропонована модульна побудова функціональної частини інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень оперативного планування та управління в залізорудному кар'єрі, яка дозволяє визначити ефективні управлінські рішення на базі згенерованих варіантів структури та параметрів гірничотранспортних робіт, що підтвердила свою ефективність за результатами контрольних розрахунків на реальних виробничих планах (протягом 24 місяців).

3. Встановлено, що модель оперативного планування роботою гірничотранспортного комплексу кар'єру, на відміну від існуючих, необхідно доповнити структуризацією вантажопотоків з визначенням мінімальної продуктивності виймальних вибоїв та приймальних пунктів кар'єру для адаптації до реальних виробничих умов, що склалась в кар'єрі. Перевірка роботи алгоритму

структуризації вантажопотоків в умовах кар'єру Полтавського ГЗК показує зниження невизначеності оперативних планів на 12%.

4. Вперше встановлена та статистично обґрунтована залежність об'ємних та якісних показників гірничої маси, що виймається в залізорудному кар'єрі, від ширини заходки екскаватору. Це дозволило (із статистичною величиною вірогідності апроксимації 0,83) запропонувати технологічний спосіб мінімізації дисперсії коливань якісних показників в об'ємах оперативних планів на основі графоаналітичного моделювання динаміки виймально-навантажувальних робіт.

5. Проведене геоінформаційно-оптимізаційне моделювання, для апробації запропонованого алгоритму оперативного планування, показало зменшення середньозваженої відстані транспортування гірничої маси в кар'єрі до 5%, зменшення коливальності якісних характеристик руди на пунктах розвантаження до 11%, підвищення загальної продуктивності кар'єру за гірничою масою до 7%, підвищення продуктивності гірничотранспортного обладнання до 5-7%.

6. Розроблена математична модель маршрутизації автотранспорту в кар'єрі, що враховує особливості спільного руху різнотипних за швидкісними характеристиками автосамоскидів та за рахунок оптимальної маршрутизації мінімізує втрати робочого часу і продуктивності більш швидкохідних з них, що можуть досягати 17 %.

7. Запропонована імітаційна модель гірничотранспортного процесу, яка повинна містити модель маршрутизації автосамоскидів, модель змінного оперативного планування, модель формування автотранспортного потоку, а також блоки початкових умов, організації моделювання і формування та інтерпретації результатів. Виконані дослідження підтвердили ефективність імітаційного моделювання, яка виражається у наступному:

-збільшення середньомісячного об'єму видобутку гірничої маси на 6,1%, руди  $K_2^2$  – на 8,9%, руди  $K_2^3Z$  – на 8%;

-додержання розрахункового середньоквадратичного відхилення вмісту заліза магнітного на перевантажувальних майданчиках в межах 0,096%;

-збільшення коефіцієнту використання гірничотранспортного обладнання кар'єру на 5,2-7,0%.

8. Запропонована методика створення та використання функціональної частини інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень на базі системного підходу та оптимізаційних і геопросторових моделей, методи аналізу структури управлінських дій та їх корекції, моделі визначення маршрутів транспортних одиниць впроваджені та довели свою ефективність в умовах кар'єру Полтавського ГЗК для удосконалення управління гірничотранспортними роботами в межах оперативного планування та управління.

9. Загальна економічна ефективність впровадження методики оперативного планування та управління на залізорудному кар'єрі Полтавського ГЗК за рахунок зменшення коливань вмісту корисного компонента у руді, що надходить на переробку, підвищення продуктивності гірничотранспортного обладнання, зменшення відстані транспортування гірничої маси, зменшення витрат на ремонт, запасні частини складе 112,456 млн грн /рік.

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Смирнов В.П., Котяшев А.А., Лель Ю.И. Исследование работы сборочного автомобильного транспорта в глубоких карьерах // Известия вузов. Горный журнал. 1980. №7. С. 80-83.
2. Пахомов В.И., Жуков С.А., Гирин В.С. Эффективность рациональных режимов эксплуатации автосамосвалов при разработке глубоких карьеров. Кривой Рог: Мінерал, 2008. 146 с.
3. Справочник механика открытых работ. Экскавационные и транспортные машины циклического действия. М.: Недра. 1981. 324 с.
4. Методы планирования горных работ на карьерах с использованием ЦММ / Базылев В.Г. и др. // Вторая Всесоюзная конференция «Проблемы создания систем автоматизированного проектирования горнодобывающих предприятий». Тула, 1977. С.69-70.
5. Походзей Б.Б. Анализ влияния колебаний качества руды на извлечение металла в концентрат // Обогащение руд. 1979. №4. С. 17-21.
6. Коробко В.М. Методи і моделі оптимізації для місячного планування гірничих робіт по сортам руд. // Вісник АГН України. 1999. №1. С. 9-13.
7. Коробко В.Н. Моделирование отработки месячных блоков с учетом сортности руд. // Збагачення корисних копалин. 1999. №5. С. 120-124.
8. Загубинога В.В., Панченко В.В. Аналіз методології планування гірничих робіт на залізорудних кар'єрах та шляхи її вдосконалення // Вісник КТУ. 2011. Випуск 28. С. 271-275.
9. Автоматизированное проектирование карьеров / В.С.Хохряков и др. М.: Недра, 1985. 263 с.
10. Арсеньев С.Я., Прудовский А.Д. Внутрикарьерное усреднение руд. М.: Недра, 1980. 248 с.
11. Грачев Ф.Г. Теория и практика усреднения качества минерального сырья. М.: Недра, 1983. 157 с.



12. Грачев Ф.Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. М.: Недра, 1977. 208 с.
13. Оптимизация режима текущего усреднения на карьерах / Г.К. Котов и др. // Горный журнал. 1967. №10. С. 70-72.
14. Котов Г.К., Суменков М.С. и др. Поэтапная оптимизация календарных планов на ГОКах. / Г.К. Котов и др. // Горный журнал. 1968. №1. С. 15-17.
15. Математическая модель месячных планов горных работ на карьерах ГОКов / Г.К. Котов и др. // Горный журнал. 1969. №2. С. 7-9.
16. Ломоносов Г.Г. Формирование качества руды при открытой добыче. М.: Недра, 1975. 224 с.
17. Математическая модель месячных планов горных работ на карьерах ГОКов / Г.К. Котов и др. // Горный журнал. 1969. №2. С.7-9.
18. Ржевский В.В., Школьников А.Д., Коробов С.Д. Использование вычислительных машин для планирования и управления технологическими процессами на карьерах. М.: ЦНИИЭУголь, 1965. 101 с.
19. Школьников А.Д. Задача составления календарного плана // Известия вузов. Горный журнал. 1965. №2. С. 7-12.
20. Поэтапная оптимизация календарных планов на ГОКа / Г.К.Котов и др. // Горный журнал. 1968. №1. С. 15-17.
21. Автоматизация планирования горных работ на железорудных карьерах. / Ю.П. Астафьев и др. М.: Недра, 1982. 280 с.
22. Астафьев Ю.П., Полищук Г.К., Горлов Н.И. Планирование и организация погрузочно-транспортных работ на карьерах. М.: Недра, 1986. 168 с.
23. Астафьев Ю.П. Теоретические основы моделирование системы-карьер и управления запасами руды с учетом надежности оборудования: дисс. ... д-ра техн. наук: 05.15.03. Кривой Рог, 1974. 332 с.
24. Автоматизация планирования горных работ на железорудных карьерах // Ю.П Астафьев. и др. М. :Недра, 1982. 280 с.
25. Томаков П.И. Интенсификация использования оборудования на карьерах. М.: Недра, 1980. 219 с.

26. Фрейдина Е.В., Третьяков А.С., Молотилов С.Г. Методы текущего планирования горных работ на карьерах. Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1988. 152 с.
27. Шугаев И.А., Зуенков М.В. Определение оптимального варианта развития горных работ в режиме усреднения руд при проектировании с применением методов математического моделирования. // Горный журнал. 1974. №11. С. 21-25.
28. Нападайло В.А. Исследование и разработка основных вопросов оперативного планирования и управления горнотранспортными работами на карьерах Кривбасса с помощью ЭВМ: дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Дн-ск, 1967. 223 с.
29. Нападайло В.А., Матвеев А.С., Панченко В.В. Оперативное планирование и управление горным производством на карьере. М.: Недра, 1976. 192 с.
30. Научные основы планирования и управления мощными карьерами с применением ЭЦВМ / М.Г. Новожилов и др. М.: Наука, 1969. 180 с.
31. Табакман И.Б. Принципы построения АСУ на карьерах. Ташкент: Фан, 1977. 140 с.
32. Аленичев В.М., Сивков М.Н. Составления календарного плана горных работ карьера с использованием ЭВМ // Известия вузов. Горный журнал. 1979. №6. С. 17-19.
33. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1978. 541 с.
34. Оптимизация с помощью ЭВМ недельно-суточных графиков добычных работ на карьерах КМА / Безбородов А.Ф. и др. // Горный журнал. 1973. №12. С.8-9.
35. Андрусенко Ю.А. Стабилизация параметров рудопотока в карьере на основе прогнозирования исполнительных графиков работы экскаваторно-автомобильного комплекса: дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Кривой Рог. 1990. 197 с.

36. Коробов С.Д., Сенаторов Н.П. Обоснование суточного плана шихтовки многокомпонентной руды // Материалы международной научно-практической конференции “Интенсификация добычи полезных ископаемых открытым способом”. М.: МГИ, 1984. – С. 65-69.
37. Бастан П.П., Болошин Н.Н. Усреднение руд на горно-обогатительных предприятиях. М. :Недра, 1981. 280 с.
38. Бастан П.П., Азбель Е.И., Ключкин Е.И. Теория и практика усреднения руд. М. :Недра, 1979. 255 с.
39. Зарайский В.Н., Николаев К.П., Казанский К.В. Усреднение руд. М.: Недра, 1975. 296 с.
40. Вентцель Е.С. Исследование операций. М.: Советское радио, 1972. 552 с.
41. Деордица Ю.С., Нефедов Ю.М. Исследование операций в планировании и управлении. К.: Вища школа, 1991. 272 с.
42. Кочура Є.В., Косарєв В.М. Моделювання макроекономічної динаміки. Київ: Центр навчальної літератури, 2003. 236 с.
43. Таха Х. Введение в исследование операций. М.: Мир, 1979. 479 с.
44. Резниченко С.С. Математическое моделирование в горной промышленности. М.: Недра, 1981. 216 с.
45. Табакман И.Б., Турецкий А.З. Имитационно-организационные методы планирования работ в карьерах. Ташкент: Фан, 1991. 116 с.
46. Зебзиев К.В., Котов Г.К. Непрерывное планирование развития горных работ на карьерах с применением динамического программирования // Известия вузов. Горный журнал. 1965. №12. С. 34-39.
47. Зебзиев К.В., Котов Г.К., Суменков М.С. Динамическая модель месячного планирования производственной программы горных предприятий // Известия вузов. Горный журнал. 1967. №3. С. 48-56.
48. Зебзиев К.В. Система автоматизированного управления горно-обогатительным комбинатом. // Известия вузов. Горный журнал. – 1967.- №12. – С.45-53.

49. Ефимов А.Н. Предсказывание случайных процессов. М.: Наука. 1976. 64 с.
50. Митропольский А.К. Техника статистических вычислений. М.: Наука, 1971. –576 с.
51. Многокритериальные задачи принятия решений / Гвишиани Д.М. и др. – М.: Машиностроение, 1978. – 192 с.
52. Шупов Л.П. Математические модели усреднения. М.: Недра, 1978. 287 с.
53. Новожилов М.Г., Ройзен Я.Ш., Эрперт А.М. Качество рудного сырья черной металлургии. М.: Недра, 1977. 415 с.
54. Гудков В.М., Васильев А.А., Николаев К.А. Прогноз и планирование качества полезного ископаемого. М.: Недра, 1976. 190 с.
55. Бедрань Н.Г., Скоробогатова Л.Н. Переработка и качество полезных ископаемых: учебник для вузов. М.: Недра, 1986. 272 с.
56. Бизов В.Ф., Коробко В.М. Критерії та методи оптимізації планування гірничих робіт на кар'єрах по сортам руд // Вісник АГН України. 1998. №1. С. 12-17.
57. Бизов В.Ф., Коробко В.М. Гірничо-графічна підсистема ієрархічної структури для задач автоматизованого проектування та планування на кар'єрах // Вісник АГН України. 1998. №1. С. 5-8.
58. Бызов В.Ф. Усреднительные системы на горно-обогатительных предприятиях. М.: Недра, 1988. 213 с.
59. Оперативное управление горно-добычными работами в режиме усреднения на Михайловском железорудном карьере с использованием ЭВМ / В.Л. Кутузов и др. // Горный журнал. 1968. №10. С.49-51.
60. Оптимизация режима текущего усреднения на карьерах / Г.К. Котов и др. // Горный журнал. 1967. №10. С. 70-72.
61. Управление процессом усреднения руд на примере карьеров КМА / Орлов Р.В. и др. // Горный журнал. 1968. №3. С. 16-19.

62. Станков А.П. Разработка технологических методов автоматизированной системы управления горнотранспортным оборудованием карьеров: дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Кривой Рог, 1995. 246 с.
63. Танайно А.С. Автоматизация проектирования карьеров. Горно-геометрические расчеты. Новосибирск: Наука, 1986. 192 с.
64. Зеленский А.С. Организация геолого-маркшейдерского обеспечения при автоматизированном планировании горных работ в карьерах. // Разработка рудных месторождений. 1998. Вып. 66. С. 62-68.
65. Новожилов М.Г., Тартаковский Б.Н., Четверик М.С. Горно-геометрический анализ и режим горных работ карьеров. К.: Наукова думка, 1971. 144 с.
66. Хохряков В.С., Саканцев Г.Г., Яшкин А.З. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. М.: Недра, 1977. 200 с.
67. Коробко В.Н., Бызов В.Ф. Текущие задачи горной информатики на карьерах Украины // Материалы международной научно-практической конференции «Проблемы и перспективы использования геоинформационных технологий в горном деле». Дн-ск: НГУ, 2000. С. 14-19.
68. Бызов В.Ф., Коробко В.Н. Анализ и перспективное планирование по сортам руд при помощи горно-геометрического моделирования // Разработка рудных месторождений. 1998. Вып.62. С. 7-12.
69. Коробко В.Н. Модели дискретного программирования для задач оперативного планирования горных работ по сортам руд. // Науковий вісник НГА України. 1999. №6. С. 17-21.
70. Левин Е.Л. Математическая модель рабочей зоны карьера. // Известия вузов. Горный журнал. 1979. №2. С. 18-19.
71. Gibbs B.L. Computer use in the mineral industry // Mining Ingeneering. – March 1994. – P.208-213.
72. Witchurch K., Cram A., Ozawa N. Underground and open-cut scheduling using expert system // Proc. 26-th International symposium “Application of computers

and operation research in the mineral industry”. – Pennsylvania (USA). – 1996. – P.11-14.

73. Irshiver K., Wilke F. Some experiences with solving mine planning tasks by heterogeneous computer system // Proc. 26-th International symposium “Application of computers and operation research in the mineral industry”. – Pennsylvania (USA). – 1996. – P.18-22.

74. Автоматизована система управління гірничими роботами на базі ГІС K-Mine / В.М Назаренко та ін. // Геоінформатика. 2008. №3. С. 48-55.

75. Зарайский В.Н., Быховец А.Н. Совершенствование методов и компьютеризованных технологий оперативного планирования горных работ на карьерах // Маркшейдерский вестник. 1994. №2. С. 62.

76. Панченко В.В., Горпинич А.В., Романенко А.В. Актуальность развития методологии проектирования и планирования открытой разработки месторождений // Матеріали міжнародної конференції “Форум гірників – 2013”. – Дн-ськ: НГУ. 2013. С. 130-134.

77. Коробко В.Н. Автоматизированное оперативное планирование и учет отработки блоков по сортам руд при помощи картограмм на карьерах // Збагачення корисних копалин. 1999. №6. С. 97-103.

78. Коробко В.М. Технологічні параметри дискретної оптимізації розвитку гірничих робіт на кар’єрах // Науковий вісник НГАУ. 2002. №3. С. 33-36.

79. Бызов В.Ф. Управление качеством продукции карьеров. М.: Недра, 1991. 232 с.

80. Ключкин Е.И. Исследование условий усреднения качества бурожелезняковых руд при открытой разработке: дисс. ... канд. техн. наук. Кривой Рог. 1978. 248 с.

81. Бызов В.Ф. Имитационное моделирование горных процессов. Дн-ск: ДГИ, 1979. 95 с.

82. Панченко В.В. Имитационный синтез функциональной части АСУТП горнотранспортного комплекса железорудного карьера: дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.03, 05.13.07. Дн-ск. 1980. 275 с.

83. Темченко А.Г. Влияние организации движения транспорта на эксплуатационную производительность погрузочно-транспортного комплекса. // Науковий вісник НГА України. 2000. №6. С. 90-92.
84. Темченко А.Г. Использование календарного времени горным оборудованием. // Разработка рудных месторождений. 2000. №72. С. 3-7.
85. Темченко А.Г. Влияние количества экскаваторов на рабочем уступе на их производительность // Разработка рудных месторождений. 2000. №71. С. 3-7.
86. Темченко О.А. Стабілізація якості залізорудної сировини із застосуванням засобів оперативного контролю в кар'єрах: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Кривий Ріг, 1993. 18 с.
87. Кацюк В.В. Повышение эффективности внутрисменной работы выемочно-погрузочного звена горнотранспортного комплекса карьера: дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Кривой Рог. 1976. 176 с.
88. Кутузов В.Л., Левчик А.П., Орлов Р.В. Критерии управления карьерным автотранспортом. // Научные сообщения. ИГД им. А.А. Скочинского. 1968. Вып.59. С. 99-107.
89. Бусленко Н.П. Моделирование сложных систем. М.: Наука, 1978. 400 с.
90. Пыцкий С.А., Шашнев В.Д. Сравнительный анализ алгоритмов управления горно-транспортными работами на карьерах // Вопросы промышленной кибернетики М.: ЦНИИКА, 1979. Вып.61. С.19-21.
91. Карпов В.М., Буратов Г.Н., Концур В.В. Алгоритмизация управления карьерным автотранспортом. // Сб. науч. трудов "Автоматизация производственных процессов на открытых горных разработках". Киев: Киевский институт автоматики. 1974. С. 36-39.
92. Лебедкин В.Ф., Леонов В.Е., Маматов Г. Алгоритм оперативного управления автотранспортом по открытому циклу и его реализация в системе «Карат» // Приборы и системы управления. 1976. №10. С.12-13.

93. Маматов Г., Пыцкий С.А. Управление технологическим автотранспортом в карьере по открытому циклу // Известия вузов. Горный журнал. 1985. №4. С. 97-101.
94. Ганицкий В.И. Регулирование технологического процесса в карьерах с автотранспортом // Добыча угля открытым способом. 1965. №1. С. 43-49.
95. АСОУ карьерным автотранспортом / В.С.Митрофанов и др. // Горный журнал. 1978. №7. С.29-34.
96. Гирик А.И., Садовский А.В. Двухкритериальный алгоритм распределения автотранспорта в условиях АСУ ГТК карьера // Горный журнал. 1982. №1. С. 44-46.
97. Яснопольский В.В., Днепровский А.И., Столыпин В.В. Автоматизированная система управления движением автосамосвалов на карьере // Механизация и автоматизация управления. 1984. №4. С. 57-59.
98. Мартин Дж. Организация баз данных в вычислительных системах. М.: Мир, 1998. 615 с.
99. Карьерный автотранспорт стран СНГ в XXI веке / П.Л. Мариев и др. Санкт-Петербург, 2006. 386 с.
100. Потапов М.Г. Направления развития карьерного транспорта // Горная промышленность. 2002, №6.
101. Эренберг А. Анализ и интерпретация статистических данных. М.: 1981. 406 с.
102. Снитюк В.Є. Прогнозування. Моделі. Методи. Алгоритми. К.: Маклаут, 2008. 364 с.
103. Хедли Д. Нелинейное и динамическое программирование. М.: Мир, 1967. 506 с.
104. Круглов В.В., Борисов В.В. Искусственные нейронные сети. Теория и практика. М.: Горячая линия, 2002. 382 с.
105. Львовский Е.Н. Статистические методы построения эмпирических формул. М.: Высшая школа, 1982. 224 с.



106. Управление проектами / В.Д. Шапиро и др. СПб: Омега-Л, 1996 – 645 с.
107. Одокиенко Ю.К. Исследование и разработка методов текущего планирования горных работ при открытой добыче железистых кварцитов Кривбасса: дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Кривой Рог. 1980. 249 с.
108. Ганицкий В.И. Организация производства на карьерах. М.: Недра, 1983. 232 с.
109. Моделюючий підхід при оперативному плануванні гірничотранспортних робіт в залізорудному кар'єрі / Д.В. Вінівітін та ін. // Збірник наукових праць НГУ. 2017. № 52. С. 24-32.
110. Стоянов А.А., Ивкин В.М., Винивитин Д.В. Использование современных технологий и оборудования в геолого-маркшейдерском обеспечении открытых горных работ // Горный журнал. 2010. №1, С.17-20.
111. Lotous V.V., Vinivitin D.V. Utilization of software products for efficiency upgrading of drilling and blasting operations in the pit of Dneprovsky mining // Scientific Reports on Resource Issues 2012, Volume 1. P.161-169.
112. Иванов В.С., Винивитин Д.В., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Автоматизированная система управления горными работами ОАО «Полтавский ГОК» // Материалы 10-го международного симпозиума «Вопросы осушения, геологии, горных работ, геомеханики, промышленной гидротехники, геоинформатики и экологии», Белгород, 25-29 мая 2009 г., С. 243-253.
113. Иванов В.С., Винивитин Д.В., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Опыт использования ГИС К-MINE в задачах календарного планирования горного производства в условиях ОАО «Полтавский ГОК» // Материалы 11-го международного симпозиума «Вопросы осушения, геологии и геоинформатики, горных работ, геомеханики, промышленной гидротехники и обогащения», Белгород, 22-33 мая 2011 г., С. 154-161.
114. Панченко В.В., Стражко Є.О., Вінівітін Д.В. Розробка раціональних технологічних схем і організації селективного складування некондиційних

залізних руд // Матеріали міжнародної конференції “Форум гірників – 2015”. – Дн-ськ: НГУ. 2015. С. 144-153

115. Иванов В.С., Винивитин Д.В. Автоматизированная система управления горными работами ОАО «Полтавский ГОК» // Сборник докладов III Международного научно-практического семинара «Использование геоинформационной системы K-MINE в различных сферах деятельности», Кривой-Рог, 16-20 мая 2016 г., С.186-196.

116. Максимчук А.Г. Исследование технической надежности и организационно-технологической готовности экскаваторов в рудных карьерах большой производительности // дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Кривой Рог, 1985. 149 с.

117. Юматов Б.П., Ройзман М.И. Зависимость производительности экскаваторов и локомотивосоставов от выхода крупнокусковых фракций // Горный журнал. 1966. №5. С. 13-15.

118. Шендеров А.И., Емельянов О.А., Один И.М. Надежность и производительность горнотранспортного оборудования. М.: Недра, 1976. 247 с.

119. Вінівітін Д.В. Додаткові умови для запобігання незбіжності формування оперативних планів управління вантажно-транспортним комплексом кар’єру // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №50. С. 32-39.

120. Журкін Д.А., Загубинога В.В., Панченко В.В., Вінівітін Д.В. Техніко-економічне обґрунтування бортового вмісту для перевантажувального складу некондиційної залізної руди // Форум гірників-2014: матеріали міжнародної конференції, ДВНЗ «Національний гірничий університет» 1-4 жовтня 2014 р., м. Дніпропетровськ. –Т1., С.123-128.

121. Вінівітін Д.В., Правила формування технологічних ділянок для управління вантажно-транспортним комплексом кар’єру на інтервалі оперативного планування // Збірник наукових праць НТУУ “КПІ”. 2017. Випуск 32. С. 33-44.

122. D.V. Vinivitin, Particular aspects of planning mining-haulage operation in iron ore mines while designing traffic flows // Scientific Reports on Resource Issues 2016, Volume 1. P.219-226.

123. Шеннон Р. Имитационное моделирование систем – искусство и наука. М.: Мир, 1978. 418 с.

124. Дрю Д. Теория транспортных потоков и управление ими. – М.: Транспорт, 1972. – 424 с.

125. Вінівітін Д.В., Складання графіка черговості розвантаження автосамоскидів на пункті розвантаження при транспортуванні гірської маси на залізорудному кар'єрі // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2017. №3. С. 75-81.

126. Иванов В.С., Винивитин Д.В., Гонцул В.А., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Автоматизированная система управления транспортными потоками в карьере Полтавского ГОКа при решении задач календарного планирования горных работ // Материалы X международной научно-практической конференции «Проблемы карьерного транспорта», 14-16 октября 2009 года, Екатеринбург, С.80-85.

ДОДАТОК А  
хронометражні спостереження за роботою ланок  
«екскаватори - автосамоскиди»

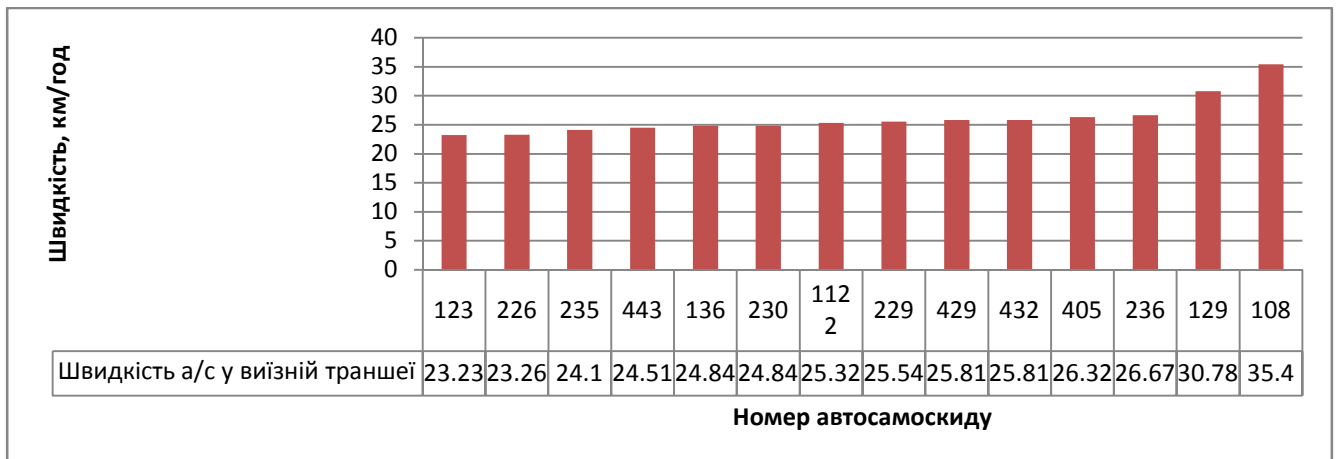
Таблиця А.1

## Хронометраж систем «екскаватор-автосамоскид» (фрагмент)

Номер циклу	А/с біля екскаватору	Закінчення завантаження	Закінчення розвантаження	Автосамоскиди	Код екскаватора
-17333	2016-12-10 15:22:46.000	2016-12-10 15:37:55.000	2016-12-10 15:53:04.000	229	519
-17332	2016-12-10 15:53:04.000	2016-12-10 16:08:13.000	2016-12-10 16:23:22.000	229	519
-17331	2016-12-09 06:27:11.000	2016-12-09 07:57:07.000	2016-12-09 10:06:41.000	229	519
-17330	2016-12-09 10:06:41.000	2016-12-09 09:58:33.000	2016-12-09 10:30:04.000	229	519
-17329	2016-11-17 14:31:23.000	2016-11-17 15:41:47.000	2016-11-17 16:52:10.000	236	512
-17328	2016-11-17 16:52:10.000	2016-11-17 17:23:54.000	2016-11-17 17:54:41.000	236	512
-17320	2016-10-14 13:43:11.000	2016-10-14 13:52:35.000	2016-10-14 14:01:58.000	235	517
-17319	2016-10-14 14:01:58.000	2016-10-14 14:11:22.000	2016-10-14 14:20:46.000	235	517
-17318	2016-09-07 23:20:48.000	2016-09-07 23:26:24.000	2016-09-07 23:32:00.000	136	40
-17317	2016-09-07 23:32:00.000	2016-09-07 23:37:36.000	2016-09-07 23:43:12.000	136	40
-17313	2016-08-30 23:49:51.000	2016-08-30 23:52:55.000	2016-08-30 23:58:23.000	129	521
-17311	2016-08-30 23:58:23.000	2016-08-31 00:05:09.000	2016-08-31 00:08:12.000	129	521
-17309	2016-08-30 14:46:49.000	2016-08-30 15:09:19.000	2016-08-30 15:31:50.000	443	40
-17308	2016-08-30 15:31:50.000	2016-08-30 15:54:20.000	2016-08-30 16:16:51.000	443	40
-17306	2016-08-15 16:16:10.000	2016-08-15 16:30:48.000	2016-08-15 17:17:22.000	405	519
-17305	2016-08-14 21:11:12.000	2016-08-15 15:43:56.000	2016-08-15 16:16:10.000	405	519
-17296	2016-07-01 10:02:44.000	2016-07-01 10:12:36.000	2016-07-01 10:22:29.000	429	900
-17295	2016-07-01 10:22:29.000	2016-07-01 10:32:21.000	2016-07-01 10:42:14.000	429	900
-17292	2016-07-01 09:50:21.000	2016-07-01 10:04:36.000	2016-07-01 10:02:44.000	429	900
-17290	2016-06-30 21:08:59.000	2016-06-30 21:25:29.000	2016-06-30 21:41:59.000	429	900
-17289	2016-06-30 21:41:59.000	2016-06-30 21:58:29.000	2016-06-30 22:14:59.000	429	900
-17288	2016-06-30 22:14:59.000	2016-06-30 22:31:29.000	2016-06-30 22:48:00.000	429	900
-17283	2016-06-28 20:29:03.000	2016-06-28 20:48:09.000	2016-06-28 21:07:15.000	226	900
-17282	2016-06-28 21:07:15.000	2016-06-28 21:26:21.000	2016-06-28 21:45:28.000	226	900
-17281	2016-06-28 20:54:26.000	2016-06-28 21:23:40.000	2016-06-28 21:52:54.000	230	900
-17280	2016-06-28 21:52:54.000	2016-06-28 22:22:08.000	2016-06-28 22:51:23.000	230	900
-17279	2016-06-28 21:45:28.000	2016-06-28 22:04:34.000	2016-06-28 22:23:41.000	226	900
-17278	2016-06-28 22:23:41.000	2016-06-28 22:42:47.000	2016-06-28 23:01:54.000	226	900
-17273	2016-06-28 14:17:57.000	2016-06-28 14:33:07.000	2016-06-28 14:48:17.000	235	900
-17272	2016-06-28 14:48:17.000	2016-06-28 15:03:27.000	2016-06-28 15:18:38.000	235	900
-17271	2016-06-27 12:13:31.000	2016-06-27 12:32:01.000	2016-06-27 12:50:31.000	226	900
-17270	2016-06-27 12:50:31.000	2016-06-27 13:09:01.000	2016-06-27 13:27:32.000	226	900
-17269	2016-06-27 13:27:32.000	2016-06-27 13:54:10.000	2016-06-27 14:20:47.000	226	900
-17268	2016-06-27 14:20:47.000	2016-06-27 14:47:25.000	2016-06-27 15:14:03.000	226	900
-17264	2016-06-27 13:35:19.000	2016-06-27 14:02:22.000	2016-06-27 14:29:24.000	230	900
-17263	2016-06-27 14:29:24.000	2016-06-27 14:56:27.000	2016-06-27 15:23:30.000	230	900
-17259	2016-06-27 10:54:48.000	2016-06-27 11:58:35.000	2016-06-27 14:08:22.000	429	900
-17258	2016-06-27 14:08:22.000	2016-06-27 14:06:09.000	2016-06-27 15:09:57.000	429	900
-17256	2016-06-26 08:46:45.000	2016-06-26 08:50:05.000	2016-06-26 08:53:25.000	1122	1014
-17253	2016-06-25 11:01:45.000	2016-06-25 11:29:31.000	2016-06-25 12:24:26.000	429	900
-17251	2016-06-25 12:24:26.000	2016-06-25 12:34:38.000	2016-06-25 13:25:39.000	429	900

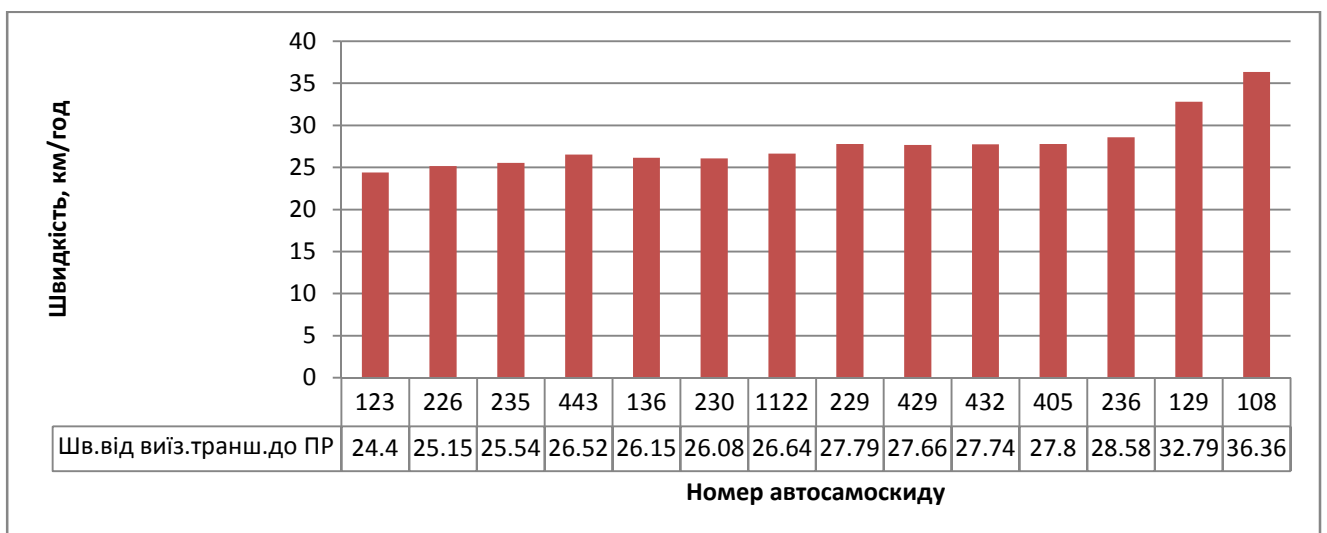
Таблиця А.2

## Швидкість автосамоскиду у виїзній траншеї



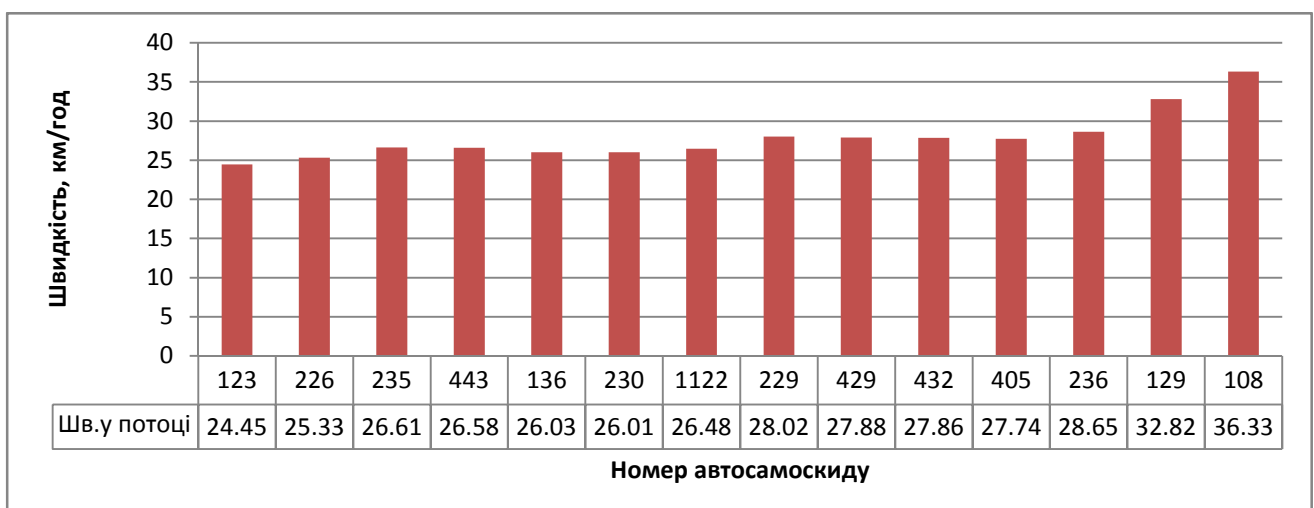
Таблиця А.3

## Швидкість руху автосамоскиду від виїзної траншеї до пункту розвантаження



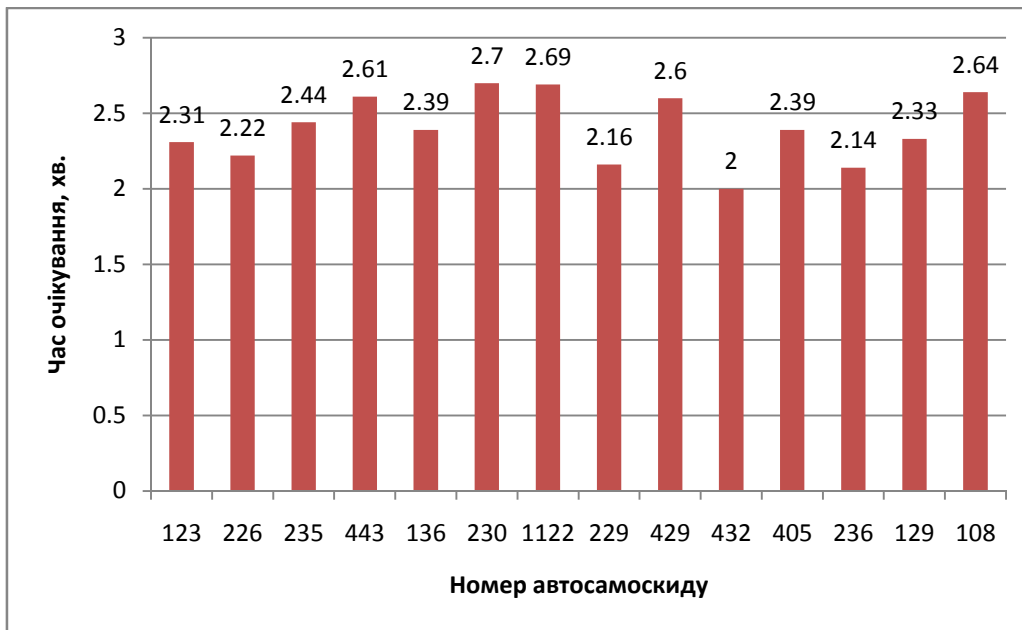
Таблиця А.4

## Швидкість руху автосамоскиду в потоці



Таблиця А.5

## Затримки машин на перевантажувальному пункті



Таблиця А.6

Об'єми гірничої маси, відвантажені екскаваторами  
(результати імітаційного моделювання)

Номер моделювання	C1	C2	C3	Об'єм ГМ, тис.м3	Об'єм К <sub>2</sub> <sup>2</sup> , тис.м3	Об'єм К <sub>2</sub> <sup>3</sup> З, тис.м3
1	0,25	0,45	0,3	3343	441	285
2	0,25	0,45	0,3	3352	445	260
3	0,5	0	0,5	3303	451	273
4	0,5	0	0,5	3370	452	285
5	0,4	0,2	0,4	3377	447	287
6	0,4	0,2	0,4	3348	451	264
7	0,3	0,4	0,3	3316	452	263
8	0,3	0,4	0,3	3325	447	286
9	0,2	0,6	0,2	3322	450	270
10	0,2	0,6	0,2	3353	448	284
11	0,1	0,8	0,11	3353	445	273
12	0,1	0,8	0,1	3399	445	277
13	0	1	0	3322	448	283
14	0	1	0	3395	445	281
15	0,33	0,33	0,33	3399	451	265
16	0,33	0,33	0,33	3309	448	267
17	0,2	0,2	0,6	3394	444	274
18	0,2	0,2	0,6	3374	442	266

ДОДАТОК Б  
Моделювання вантажопотоків кар'єру (багатокритеріальна модель)



Таблиця Б.1

Значення критеріїв моделювання при вагових коефіцієнтах  
 $\lambda_1=0,35, \lambda_2=0,25, \lambda_3=0,15, \lambda_4=0,25$

Дата	Зміна	Середньозважена відстань, м модель	Середньозважена відстань, м факт	Відхилення Fe заг., %	Відхилення Fe магн., %	Відхилення Fe конц., %
1	1	4601	5179	-0,16	-0,29	0,22
	2	4606	5125	0,29	0,04	-0,10
2	1	4599	5318	0,35	0,06	-0,11
	2	4585	5160	-0,15	-0,12	0,09
3	1	4605	4775	-0,03	-0,39	0,20
	2	4600	5129	-0,01	0,12	0,20
4	1	4611	5174	0,18	-0,34	0,19
	2	4564	5188	0,11	0,17	-0,04
5	1	4611	4659	0,25	0,09	-0,01
	2	4607	4871	0,29	-0,26	-0,07
6	1	4577	4845	-0,14	0,11	0,26
	2	4578	5397	0,32	0,19	-0,09
7	1	4593	4987	0,32	0,24	-0,16
	2	4555	5025	0,07	-0,22	0,18
8	1	4589	4691	0,11	0,25	-0,14
	2	4554	5163	0,03	-0,19	0,15
9	1	4567	5049	0,30	-0,34	0,21
	2	4570	4876	0,15	-0,28	-0,14
10	1	4571	4620	0,35	-0,38	0,03
	2	4610	4988	0,07	-0,32	-0,20
11	1	4581	4839	0,35	-0,29	0,22
	2	4551	5206	-0,09	-0,01	-0,04
12	1	4586	5250	0,20	0,10	0,05
	2	4557	5374	0,00	-0,43	0,25
13	1	4568	4960	-0,15	-0,29	0,24
	2	4552	5261	-0,11	0,23	-0,07
14	1	4592	5310	0,14	-0,39	-0,06
	2	4607	4800	0,06	-0,17	0,23
15	1	4574	5014	0,35	0,18	0,27
	2	4574	5280	0,13	-0,07	-0,07
16	1	4611	5166	-0,02	0,09	0,09
	2	4581	5110	0,06	-0,34	-0,19
17	1	4569	5234	-0,04	-0,36	0,04
	2	4607	5235	0,22	-0,10	0,07
18	1	4563	4735	0,21	-0,23	0,26
	2	4603	5304	0,18	0,18	0,04
19	1	4564	5018	-0,07	0,06	0,15
	2	4587	4760	0,06	0,13	-0,15
20	1	4594	4887	0,08	-0,48	0,15
	2	4552	5204	-0,08	-0,36	0,11

21	1	4576	4973	0,22	-0,30	0,26
	2	4601	5080	0,18	-0,43	-0,08
22	1	4563	5413	0,01	-0,37	-0,12
	2	4556	4946	-0,12	-0,30	-0,07
23	1	4599	4711	0,07	-0,41	-0,19
	2	4580	5151	0,08	-0,31	-0,18
24	1	4596	4822	0,10	0,18	0,15
	2	4574	4889	0,23	-0,29	0,07
25	1	4592	5002	-0,15	0,05	0,16
	2	4599	4670	-0,15	-0,03	0,13
26	1	4588	4640	0,03	0,28	0,00
	2	4600	4826	0,27	-0,16	-0,04
27	1	4557	4929	-0,08	-0,07	0,11
	2	4591	4702	0,06	0,00	-0,11
28	1	4578	5332	0,21	-0,20	-0,20
	2	4603	5250	0,08	-0,12	-0,04
29	1	4601	4933	-0,17	0,09	-0,06
	2	4575	5404	-0,07	-0,11	-0,05
30	1	4578	4699	0,08	0,06	0,10
	2	4549	4838	-0,07	-0,14	0,19

Таблиця Б.2

Значення критеріїв моделювання при вагових коефіцієнтах

$$\lambda_1=0,25, \lambda_2=0,25, \lambda_3=0,25, \lambda_4=0,25$$

Дата	Зміна	Середньозважена відстань, м модель	Середньозважена відстань, м факт	Відхилення Fe заг., %	Відхилення Fe магн., %	Відхилення Fe конц., %
1	1	4654	5179	0,31	-0,15	-0,08
	2	4676	5125	0,08	-0,15	0,23
2	1	4692	5318	-0,07	0,21	0,14
	2	4664	5160	0,32	-0,48	0,01
3	1	4684	4775	0,22	-0,08	0,28
	2	4651	5129	0,07	-0,39	0,26
4	1	4648	5174	0,13	0,24	0,01
	2	4704	5188	0,06	0,22	0,05
5	1	4691	4659	-0,03	-0,41	0,20
	2	4691	4871	-0,11	-0,33	-0,13
6	1	4720	4845	0,25	0,19	-0,13
	2	4622	5397	-0,02	-0,28	0,28
7	1	4612	4987	0,34	-0,08	0,06
	2	4627	5025	0,05	-0,19	0,00
8	1	4625	4691	-0,02	-0,05	-0,07
	2	4685	5163	0,29	-0,13	0,12
9	1	4657	5049	-0,09	-0,36	0,22
	2	4612	4876	-0,17	-0,43	0,26
10	1	4662	4620	-0,21	-0,02	0,11

	2	4649	4988	0,12	-0,05	-0,09
11	1	4680	4839	-0,21	-0,05	0,11
	2	4617	5206	-0,19	-0,31	-0,13
12	1	4672	5250	0,04	-0,23	0,00
	2	4697	5374	-0,07	0,21	0,17
13	1	4712	4960	-0,01	0,14	-0,15
	2	4638	5261	0,03	-0,20	-0,05
14	1	4671	5310	0,26	-0,29	0,28
	2	4652	4800	-0,10	0,11	-0,17
15	1	4684	5014	0,29	-0,04	0,11
	2	4634	5280	-0,11	-0,34	0,04
16	1	4611	5166	0,01	-0,45	0,19
	2	4674	5110	0,15	0,07	-0,10
17	1	4622	5234	0,31	-0,25	-0,16
	2	4660	5235	-0,11	-0,22	-0,15
18	1	4688	4735	0,08	-0,16	-0,15
	2	4634	5304	0,27	-0,18	0,12
19	1	4650	5018	-0,16	0,22	-0,07
	2	4674	4760	0,28	-0,24	0,25
20	1	4647	4887	0,12	-0,04	0,15
	2	4680	5204	0,21	-0,04	0,21
21	1	4633	4973	0,12	-0,26	0,01
	2	4699	5080	0,21	-0,33	-0,04
22	1	4696	5413	0,01	-0,48	0,17
	2	4667	4946	0,22	-0,11	0,06
23	1	4693	4711	-0,11	-0,35	-0,03
	2	4611	5151	0,04	-0,27	-0,12
24	1	4650	4822	-0,11	-0,09	0,22
	2	4664	4889	-0,21	-0,14	0,24
25	1	4641	5002	0,03	-0,25	0,29
	2	4637	4670	0,11	-0,11	0,14
26	1	4703	4640	0,07	-0,27	0,02
	2	4630	4826	0,07	-0,43	-0,02
27	1	4701	4929	-0,05	0,13	-0,17
	2	4687	4702	0,17	0,16	-0,15
28	1	4664	5332	-0,13	-0,11	0,15
	2	4659	5250	0,20	-0,50	0,20
29	1	4655	4933	-0,11	0,11	0,29
	2	4631	5404	0,18	-0,04	0,23
30	1	4720	4699	-0,11	0,17	0,03
	2	4704	4838	0,27	0,16	0,08

Таблиця Б.3

Значення критеріїв моделювання при вагових коефіцієнтах  
 $\lambda_1=0,25, \lambda_2=0,35, \lambda_3=0,15, \lambda_4=0,25$

Дата	Зміна	Середньозважена відстань, м модель	Середньозважена відстань, м факт	Відхилення Fe заг., %	Відхилення Fe магн., %	Відхилення Fe конц., %
1	1	4646	5179	0,08	0,05	0,01
	2	4655	5125	0,13	0,08	0,00
2	1	4651	5318	-0,05	0,06	-0,02
	2	4668	5160	-0,01	0,09	-0,01
3	1	4710	4775	0,12	0,05	0,03
	2	4626	5129	0,15	-0,01	0,00
4	1	4631	5174	-0,04	0,01	0,02
	2	4687	5188	0,13	0,02	-0,01
5	1	4633	4659	0,12	0,01	0,03
	2	4638	4871	0,12	-0,04	0,00
6	1	4678	4845	-0,03	-0,05	0,03
	2	4689	5397	0,01	0,01	0,02
7	1	4658	4987	0,03	-0,01	0,00
	2	4676	5025	0,09	-0,01	-0,02
8	1	4652	4691	0,15	-0,03	-0,01
	2	4693	5163	0,06	0,05	-0,02
9	1	4667	5049	-0,03	-0,05	0,00
	2	4657	4876	-0,05	-0,01	0,00
10	1	4685	4620	0,00	0,06	0,00
	2	4612	4988	0,09	0,08	0,01
11	1	4614	4839	-0,04	-0,02	-0,02
	2	4639	5206	0,11	0,09	0,03
12	1	4682	5250	0,02	0,02	-0,01
	2	4684	5374	0,04	0,09	0,02
13	1	4620	4960	0,05	0,08	-0,01
	2	4678	5261	0,13	-0,04	-0,01
14	1	4680	5310	-0,05	-0,03	0,00
	2	4616	4800	-0,01	0,08	0,02
15	1	4600	5014	0,13	0,02	0,02
	2	4706	5280	0,13	0,05	0,01
16	1	4629	5166	0,01	-0,03	0,03
	2	4688	5110	0,01	0,02	-0,01
17	1	4663	5234	0,15	0,02	0,01
	2	4653	5235	0,00	-0,04	0,02
18	1	4668	4735	0,05	-0,01	0,02
	2	4660	5304	0,12	-0,01	0,01
19	1	4686	5018	0,01	-0,04	0,02
	2	4687	4760	0,00	0,06	-0,02
20	1	4709	4887	0,14	0,00	0,02
	2	4652	5204	0,13	-0,03	-0,01

21	1	4636	4973	0,13	0,08	-0,02
	2	4700	5080	-0,03	-0,03	0,02
22	1	4667	5413	0,05	-0,01	-0,01
	2	4612	4946	0,08	0,04	0,01
23	1	4692	4711	0,04	0,04	0,02
	2	4671	5151	0,05	0,09	0,03
24	1	4638	4822	-0,04	0,05	-0,01
	2	4660	4889	0,06	0,03	0,00
25	1	4639	5002	0,03	0,05	0,00
	2	4701	4670	0,01	0,02	0,03
26	1	4685	4640	0,14	-0,03	0,00
	2	4706	4826	-0,03	-0,04	0,00
27	1	4632	4929	-0,01	0,01	-0,02
	2	4650	4702	0,01	0,05	0,00
28	1	4659	5332	0,14	-0,03	0,00
	2	4693	5250	0,03	0,05	0,00
29	1	4699	4933	0,02	-0,01	0,00
	2	4653	5404	0,11	0,09	0,00
30	1	4629	4699	0,01	0,08	0,03
	2	4658	4838	0,03	0,02	0,03

## ДОДАТОК В

Результати впровадження



## 7. Річний економічний ефект:

Зменшення коливань вмісту корисного компонента у руді, що надходить на переробку – 8,866 млн. грн;

Підвищення продуктивності гірничотранспортного обладнання – 75,32 млн грн

Оптимізація роботи кар'єрного автотранспорту – 11,91 млн грн

Зменшення витрат на ремонт, запасні частини. – 16,36 млн грн  
(від впровадження в проект)

фактичний 112,456 млн грн

в тому числі часткова участь

млн грн

## 8. Соціальний та науково-технічний ефект:

*Рекомендації щодо удосконалення оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами в залізорудному кар'єрі, що дозволяє визначити оптимальній вибір кількості автосамоскидів на плановий об'єм вивозу гірничої маси, знизити тим самим їх кількість з мінімізацією відстані транспортування. Внаслідок цього зменшиться негативний вплив викидів шкідливих речовин у атмосферу від роботи гірничотранспортного обладнання.*

(охорона навколишнього середовища, надр; поліпшення і оздоровлення умов праці, вдосконалення структури управління, науково-технічних напрямків, спеціальні призначення і т.п.)

**Від виконавця**

Виконавець робіт, м.н.с.



**Д.В. Вінівітін**

Керівник робіт, д.т.н., проф.



**Б.Ю. Собко**

**Від підприємства**

Начальник цеху рудоуправління

ПрАТ «Полтавський ГЗК»



**Т.М. Зінченко**

Начальник гірничо-  
транспортного цеху



**К.М. Лучковець**



**ЗАТВЕРДЖУЮ**  
 Директор  
 ТОВ «Южгіпроруда»  
**В.І. Квітка**  
 «47» верня 2017 р

**ДОВІДКА** № 2910/17

про впровадження результатів дисертаційної роботи на здобуття  
 наукового ступеня кандидата технічних наук

Вінівітіна Дмитра Вікторовича  
 на тему «Удосконалення оперативного планування і управління  
 гірничотранспортними роботами в залізорудному кар'єрі»

Дослідження Д.В. Вінівітіна спрямовані на удосконалення оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами в залізорудному кар'єрі. Необхідною умовою ефективного оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами є застосування методичного забезпечення з належним технологічним обґрунтування математичних моделей та методів і їх відповідністю можливостям сучасних програмних інструментальних засобів.

За результатами досліджень встановлена залежність якісних показників гірничої маси, що виймається в залізорудному кар'єрі, від ширини заходки екскаватору. Це дозволяє запропонувати спосіб мінімізації дисперсії коливань якісних показників в об'ємах оперативного планів на основі графоаналітичного моделювання динаміки виймально-навантажувальних робіт. Крім того, розроблена математична модель планування гірничих робіт в залізорудному кар'єрі дозволяє враховувати напрямок виймання гірських порід, проводити підрахунок об'ємів руди по типам та видам, основного та супутніх металів у руді та розкривних породах, завантаження гірничого та транспортного обладнання, умови виконання планового завдання з якості та кількості видобутої сировини.

У дисертаційній роботі Вінівітіна Д.В. подані рекомендації з удосконалення оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами в залізорудному кар'єрі, які впроваджені в гірниче виробництво ПрАТ «Полтавський ГЗК». Ці рекомендації заслуговують на їх впровадження в практику експлуатації залізорудних кар'єрів, що дозволяє здійснити приріст об'єму видобутку гірничої маси до 6,1 %, підвищити коефіцієнт використання устаткування на 7,0 % вище досягнутих значень, мінімізувати середньоквадратичне відхилення вмісту заліза магнітного на перевантажувальних майданчиках до 0.096%.

ДОВІДКА № 22 від 20.10.2016 р  
про застосування результатів науково-дослідної роботи

ГП КРИВБАСАКАДЕМІНВЕСТ підтверджує, що при виконанні науково-дослідної роботи “Розробка, оптимізація та відпрацювання алгоритмів для мінімізації та регулювання відстані транспортування гірничої маси при формуванні оперативних планів на інтервалі в середині місяця” в умовах кар’єру ПрАТ «Полтавський ГЗК» частково були використані матеріали наукових розробок Вінівітіна Д.В., а саме:

- при розробці розділу «Система підтримки прийняття рішень при оперативному плануванні гірничих робіт» в науковому аспекті застосовувалась багатокритеріальна математична модель гірничотранспортних робіт, що завдяки модульній структурі обумовлює гнучкий підхід формування функціональної частини системи підтримки прийняття рішень оперативного планування;

- при розробці розділу «Моделювання транспортного потоку кар’єру» з наукової точки зору застосовувались залежності параметрів роботи кар’єру (об’ємні та якісні характеристики руди на пунктах розвантаження, середньозважена відстань транспортування гірничої маси, рівномірність завантаження перевантажувальних пунктів) від ширини заходки екскаваторів;

- при розробці розділу «Технологічне обґрунтування та розробка системного методичного забезпечення оперативного планування транспортного процесу» в науковому аспекті застосовувався спосіб мінімізації дисперсії коливань параметрів роботи кар’єру в об’ємах оперативних планів на базі алгоритмів геопросторового моделювання відробки екскаваторних блоків та оптимізації їхніх гірничо-геометричних параметрів.

Директор, д.т.н.



М.В. Назаренко

## ДОДАТОК Г

Список публікацій за темою дисертації

## Список публікацій

1. Вінівітін Д.В. Правила формування технологічних ділянок для управління вантажно-транспортним комплексом кар'єру на інтервалі оперативного планування // Збірник наукових праць НТУУ "КПІ". 2017. Випуск 32, С. 33-44.
2. Вінівітін Д.В. Додаткові умови для запобігання незбіжності формування оперативних планів управління вантажно-транспортним комплексом кар'єру // Збірник наукових праць НГУ. 2017. №50, С. 32-39.
3. Моделюючий підхід при оперативному плануванні гірничотранспортних робіт в залізородному кар'єрі / Д.В. Вінівітін та ін. // Збірник наукових праць НГУ. 2017. № 52, С. 24-32.
4. Стоянов А.А., Ивкин В.М., Винивитин Д.В. Использование современных технологий и оборудования в геолого-маркшейдерском обеспечении открытых горных работ // Горный журнал. 2010. №1, С.17-20.
5. Vinivitin D.V. Particular aspects of planning mining-haulage operation in iron ore mines while designing traffic flows // Scientific Reports on Resource Issues 2016, Volume 1. P.219-226.
6. Lotous V.V., Vinivitin D.V. Utilization of software products for efficiency upgrading of drilling and blasting operations in the pit of Dneprovsky mining // Scientific Reports on Resource Issues 2012, Volume 1. P.161-169.
7. Иванов В.С., Винивитин Д.В., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Автоматизированная система управления горными работами ОАО «Полтавский ГОК» // Материалы 10-го международного симпозиума «Вопросы осушения, геологии, горных работ, геомеханики, промышленной гидротехники, геоинформатики и экологии», Белгород, 25-29 мая 2009 г., С. 243-253.
8. Иванов В.С., Винивитин Д.В., Гонцул В.А., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Автоматизированная система управления транспортными потоками в карьере Полтавского ГОКа при решении задач календарного планирования горных работ // Материалы X международной научно-практической конференции «Проблемы карьерного транспорта», 14-16 октября 2009 года, Екатеринбург, С.80-85.

9. Иванов В.С., Винивитин Д.В., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Опыт использования ГИС K-MINE в задачах календарного планирования горного производства в условиях ОАО «Полтавский ГОК» // Материалы 11-го международного симпозиума «Вопросы осушения, геологии и геоинформатики, горных работ, геомеханики, промышленной гидротехники и обогащения», Белгород, 22-33 мая 2011 г., С. 154-161.

10. Журкін Д.А., Загубинога В.В., Панченко В.В., Вінівітін Д.В. Техніко-економічне обґрунтування бортового вмісту для перевантажувального складу некондиційної залізної руди // Форум гірників-2014: матеріали міжнародної конференції, ДВНЗ «Національний гірничий університет» 1-4 жовтня 2014 р., м. Дніпропетровськ. –Т1, С.123-128.

11. Иванов В.С., Винивитин Д.В. Автоматизированная система управления горными работами ОАО «Полтавский ГОК» // Сборник докладов III Международного научно-практического семинара «Использование геоинформационной системы K-MINE в различных сферах деятельности», Кривой-Рог, 16-20 мая 2016 г., С.186-196.

12. Вінівітін Д.В. Складання графіка черговості розвантаження автосамоскидів на пункті розвантаження при транспортуванні гірської маси на залізорудному кар'єрі // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2017 г. №3, С.75-81.

ДОДАТОК Д

Рекомендації

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ ТА НАУКИ УКРАЇНИ  
ДВНЗ «НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

**ЗАТВЕРДЖУЮ:**

Проректор з наукової роботи  
ДВНЗ «Національний гірничий університет»

д-р. техн. наук, проф.

О.С. Бешта

2018 р.



## **РЕКОМЕНДАЦІЇ**

**щодо обґрунтування методики оперативного  
планування і управління при гірничотранспортних  
роботах на залізорудному кар'єрі**

## Список виконавців:

керівник робіт, д.т.н., проф.



Б.Ю. Собко

аспірант, м.н.с.



Д.В. Вінівітін



## ЗМІСТ

1. Загальні відомості	4
2. Базова математична модель задачі оперативного планування гірничотransпортних робіт	9
3. Графоаналітичне моделювання динаміки гірничотransпортних робіт	13
4. Список використаних джерел	21

## 1. Загальні відомості

Оскільки сучасний кар'єр відповідає визначенню складної системи, то вихідним методичним положенням повинен бути системний підхід до обґрунтування складу та структури оперативного планування та управління.

Для вироблення чітких, адекватних та однозначних управлінських дій потрібна конкретизація моделей прийняття рішень, яка стає можливою при декомпозиції загальної задачі оперативного планування та управління.

*Технологічні* складові загальної задачі оперативного планування гірничотранспортних робіт на першому кроці декомпозиції можна визначити як підсистеми управління: буро-вибуховими (підготовчими) роботами; виймально-навантажувальними (видобутковими) роботами; транспортними роботами; відвально-складськими (приймальними) роботами.

*Часова* декомпозиція системи оперативного планування призведе до виділення підсистем планування на інтервалі місяця, декади (тижня), доби та зміни.

*Структурні* фактори задачі оперативного планування та управління передбачають проведення операцій контролю, обліку, аналізу та прогнозу.

*Параметричний* рівень декомпозиції має на меті визначення управляючих дій відповідно до мети, що поставлена перед підсистемою: визначення порядку відробки блоків вибою; формування навантажень на екскаватори; визначення технологічних складових роботи обладнання; вказання маршрутів руху транспортних одиниць тощо.

У загальному вигляді множина функціональних підсистем задачі оперативного планування та управління представлена на рис.1.1.

Виходячи із загальної схеми проведеної декомпозиції задач оперативного планування та управління, що наведена на рис. 1.1, розподіляються функції між функціональними підрозділами управління гірничотранспортного комплексу та програмно-методичними засобами. Враховуючи складний характер протікання гірничотранспортних процесів на кар'єрі, проблемність адекватності задач оперативного планування та управління, дуже часто алгоритми розв'язання виробничих завдань носять емпіричний характер, тому участь технологів стає визначальною.

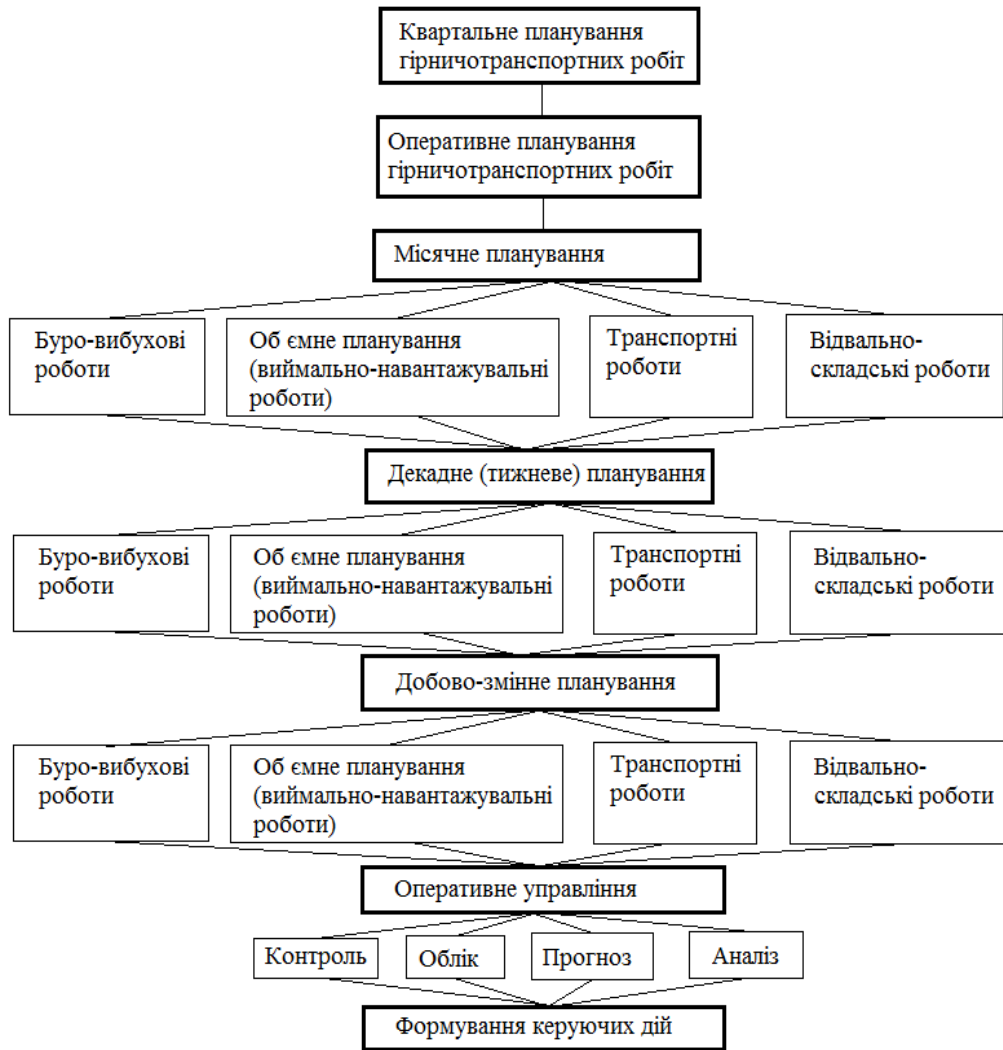


Рис. 1.1. Загальна схема декомпозиції задачі оперативного планування та управління

Враховуючи високу змінність виробничих ситуацій, важливим фактором забезпечення ефективності оперативного планування і управління повинна бути також взаємодія рівнів планування, що передбачає можливе корегування планів суміжних рівнів. Слід передбачити два варіанта корегування: 1) корегування плану в межах його часового рівня на період до закінчення інтервалу “верхнього” плану (без зміни “верхнього” плану; 2) перехід на “верхній” рівень і корегування його плану до кінця його періоду з наступним поверненням на нижній рівень та корегуванням планів нижнього рівня. Крім того, формування повної множини функціональних задач оперативного планування та управління шляхом системної декомпозиції загальної задачі за типовими факторами (часовим, функціональним, організаційним) повинне супроводжуватись узгодженням функціональних задач за критеріями оптимальності та обмеженнями. Цей етап повинен бути

початковим, а не останнім, як при емпіричному підході. Наступна формалізація виконується в межах встановленого таким чином складу та структури підсистеми оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами з урахуванням функціональних та інформаційних зв'язків.

Враховуючи проблему неадекватності традиційних математичних моделей планування гірничих робіт, в методичному плані слід здійснити перехід від “об’єктивних” моделей математичного програмування до моделей прийняття рішень в умовах невизначеності (комбінація “об’єктивних” і “суб’єктивних” моделей, тобто залучення людей, що приймають рішення (ЛПР), до процесу прийняття планових та керуючих рішень). Відповідно, повинен підвищитись пріоритет технологічного аналізу поточної виробничої ситуації та вибору базової математичної моделі, що визначає область пошуку раціонального планового та керуючого рішення, і стадії аналізу отриманих багатокритеріальних рішень та вибору з них раціонального (компромісного). Таким чином, повинна припинитись “підгонка” технологічної суті функціональних задач під вимоги, наприклад, лінійного програмування, що приводить до неадекватності його моделей, та розширитись функції ЛПР.

Для просторової прив’язки планових рішень (об’ємних показників гірничих робіт) в методичному плані слід орієнтуватись на застосування геоінформаційних систем (ГІС), що дозволяють моделювати просторову геометричну фігуру виймального блоку, розташування його на горизонті, розкрій виймального блоку на екскаваторні заходки та послідовність їх відпрацювання різними способами (селективним, валовим (з перегонем екскаватора в початок наступної заходки і без перегону); повздовжніми, поперечними або діагональними заходками). Для визначених таким чином фігур (контурів) виймання гірничої маси за планові часові інтервали на основі блочної геологічної моделі можна розраховувати її об’ємно-якісні показники.

Останнім методичним положенням є доцільність застосування концепції інтелектуальної систем підтримки прийняття рішень (ІСППР) як засобу отримання рішень планових та управлінських задач, виходячи зі специфіки оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами (рис. 1.2).

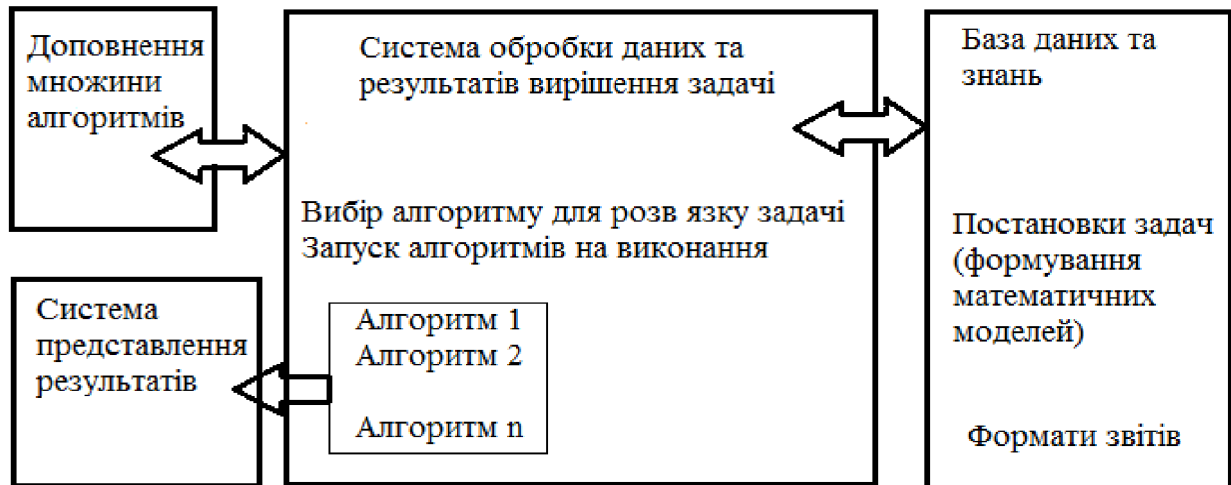


Рис.1.2. Типова узагальнена структура ІСППР з оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами

Як видно з рисунку, типова ІСППР включає такі основні складові: інтерфейси користувача; база алгоритмів пошуку рішень; система обробки даних та вирішення задач.

Відповідно при вирішенні задач оперативного планування і управління гірничотранспортними роботами на базі вказаних складових виконується така послідовність дій:

- поповнюється (при необхідності) база даних (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача);

- з позицій технологічного аналізу поточної виробничої ситуації вибирається (формується) математична модель задачі, що буде вирішуватись (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача);

- з бази алгоритмів вибирається алгоритм вирішення задачі (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача);

- пошук вирішення задачі за вибраною (сформованою) математичною моделлю вибраним алгоритмом (програмними засобами ІСППР);

- аналіз отриманих багатокритеріальних рішень та вибору з них раціонального (компромісного) рішення (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача на основі сформованих програмно рекомендацій);

- ретроспективний аналіз результатів виробничої діяльності кар'єру з метою порівняння з отриманими результатами; таке порівняння дає змогу визначити

необхідність корегуючих дій (ЛПР за допомогою інтерфейсу користувача на основі сформованих програмно висновків аналізу);

- представлення результатів у формі, заданій користувачем;
- прийняття кінцевого рішення та його фіксація в базі даних.

Для задач оперативного планування та управління гірничотранспортними роботами сфери застосування ГІС полягають у розв'язанні наступних базових задач:

1. Задачі обліково-інвентаризаційного типу (підрахунки запасів корисних копалин та розкриття, управління розподіленою виробничою інфраструктурою).
2. Задачі планування, вибору маршрутів та управління перевезеннями.
3. Моделювання процесів гірничих робіт та методи аналізу даних

Таким чином, пропонується наступна структура оперативного планування та управління роботою залізрудного кар'єру та відповідний алгоритм:

1. Геометричне моделювання робочої зони кар'єру (місячна програма гірничих робіт), затвердження технологічної схеми розробки уступів та визначення послідовності переїзду екскаваторів між визначеними видобувними та розкривними блоками.

2. Прогнозуюче моделювання варіантів послідовності відробки окремих блоків (поділ блоків на елементарні ділянки, визначення швидкості посування відробки вибою та бажаного його положення на певну дату).

3. Підрахунок об'ємно-якісних показників гірничої маси та нормативних показників технологічного обладнання, а також врахування технологічних вимог з наступного формування рудної шихти та розкриву (побудова технологічного графіку робіт на уступах).

4. Формування математичної моделі оптимального багатокритеріального планування та застосування відповідного алгоритму її розв'язання; графічне наочне відображення сформованого плану гірничих робіт. За необхідності усунення несумісності сформованої математичної моделі. Аналіз отриманого рішення засобами математичного програмування.

5. Аналіз спеціалістами (ЛПР) результатів оптимізаційних розрахунків, корекція (за необхідності) структури моделі та повторне застосування п.4.

6. Формування графіку роботи технологічного обладнання, в тому числі проведення імітаційного моделювання із визначенням маршрутів та режимів руху транспортних одиниць та аналіз і корекція запропонованих навантажень на вантажне обладнання.

*Теоретичне* обґрунтування моделей задач оперативного планування гірничотранспортних робіт та методів їх вирішення передбачає використання певної теорії, на основі якої вони розробляються. До недавнього часу такою теорією була теорія математичного програмування. На зміну їй у зв'язку з переходом до системної методології, що поки знаходиться в стадії створення, приходить теорія прийняття рішень, яка не відкидає, а, навпаки, передбачає застосування, в разі доцільності, традиційних і математичних моделей і методів.

За умов такої зміни теоретичної основи, *технологічне обґрунтування* перетворюється у пріоритетний етап створення системних моделей і методів планування гірничотранспортних робіт (аналіз та систематизація визначальних факторів, їх кількісна оцінка, коректний перехід до умов (обмежень) та критеріїв оптимальності, завдання структури їх множини тощо).

2. Базова математична модель задачі оперативного планування гірничотранспортних робіт

Відповідно до сформульованої мети і вихідних положень на першому етапі роботи була обґрунтована базова математична модель задачі оперативного планування гірничотранспортних робіт у залізородному кар'єрі. Відповідно основної концепції теорії прийняття рішень процедури, що слабо формалізуються, виконує людина (технолог, ЛПР – людина, що приймає рішення). В нашому випадку ЛПР на основі базової моделі створює моделі для рівнів оперативного планування (від місяця до зміни). В залежності від виробничої ситуації навіть для одного рівня моделі можуть змінюватись.

Для зручності роботи ЛПР базовій моделі було надано наступну модульну структуру.

1. Економічний критерій – мінімум транспортних витрат з перевезення руди із вибоїв до пунктів розвантаження:

$$F_1 = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m \sum_{k=1}^p c_{ijk} \cdot (P_{ijk} + V_{ijk}) \Rightarrow \min, \quad (1)$$

де  $i$  – індекс нумерації екскаваторів,  $i=1..n$ ;

$j$  – індекс нумерації пунктів розвантаження,  $j=1..m$ ;

$k$  – індекс нумерації елементарних блоків виймального уступу екскаватора  $i$ ,  $k=1..p$ ;

$c_{ijk}$  – вартість транспортування 1 т гірничої маси від  $i$ -го екскаватора до  $j$ -го пункту розвантаження, грн.:

$$c_{ijk} = c \cdot l_{ijk};$$

$c$  – питома вартість транспортування 1 т руди на 1 км, грн./т км;

$l_{ijk}$  – відстань від  $i$ -го екскаватора до  $j$ -го пункту розвантаження;

$P_{ijk}$  та  $V_{ijk}$  – керовані величини – обсяги руди та розкривних порід відповідно, які перевозяться від  $i$ -го екскаватора до  $j$ -го пункту розвантаження із  $k$ -го елементарного блоку.

2. Технологічний критерій – мінімум середньоквадратичного відхилення показника якості корисного компонента в шихті, що надходить на збагачувальну фабрику:

$$F_2 = \sigma_X^2 = \frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{nl})^2}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \rightarrow \min, \quad (2)$$

де  $\alpha_{ik}$  – вміст корисного компонента в руді, що відвантажує  $i$ -й екскаватор;

$\alpha_{nl}$  – потрібна якість шихти, що сформується на  $j$ -й збагачувальній фабриці.

В технологічному критерії знаменник  $\sum_{i=1}^n P_{ijk}$  незначно відхиляється від суми об'ємів руди, що надходять на приймальні пункти. Значення цих об'ємів задаються директивно [1] і для сформованої вище моделі є величиною постійною, тому розв'язок задачі несуттєво зміниться, якщо в якості цільової функції буде представлений лише чисельник виразу  $F_2$ :

$$F_2 = \sigma_X^2 = \sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot (\alpha_{ik} - \alpha_{nl})^2 \rightarrow \min. \quad (3)$$

Варто зазначити, що даний критерій може формуватись як за якимось одним якісним показником (наприклад, залізо загальне, залізо магнітне, залізо у



концентраті тощо), так і за декількома з них. Тобто вираз  $F_2$  може бути або складений кілька разів, або містити суму складників для різних показників якості. Зрозуміло, що останній випадок можливий лише за коректного нормування врахованих показників.

3. Технічний критерій – до закінчення певних часових періодів екскаватори повинні відробити певні запаси рудної маси:

$$F_3 = \sum [(P_{ijk}^{\max} - R_{jk}) - (P_{nl} + V_{nl})] \Rightarrow \min, \quad (4)$$

де  $P_{ijk}^{\max}$  - запас руди;  $R_{jk}$  – відроблені запаси на початок планового періоду.

Початкова інформація про потрібні кінцеві координати екскаватора повинна перетворюватися в інформацію про необхідні виймальні обсяги екскаватора. Для цього використовується процедура підрахунку об'єму гірничої маси по вказаним контурам на гірничо-геологічній моделі кар'єра.

4. Максимум рудної гірничої маси на пунктах розвантаження або мінімум відхилення руди на пунктах розвантаження від планових показників:

$$F_4 = \sum_{i=1}^n P_{ijk} - P_{nl} \Rightarrow \min. \quad (5)$$

Для отримання коректних результатів планування необхідно врахувати наступні модулі обмежень:

1. Модуль продуктивності пунктів розвантаження (перевантажувальних майданчиків, бункерів дробильно-збагачувальних фабрик тощо):

$$A_{nlj} \leq \sum_{i=1}^n P_{ijk} \leq A_{nlj} + \Delta A_j, \quad (6)$$

де  $A_{nlj}$  – об'єм гірничої маси, що надходить на  $j$ -й пункт розвантаження;  
 $\Delta A_j$  – можливе відхилення об'ємних показників гірничої маси, що повинна надійти на  $j$ -й пункт розвантаження.

2. Модуль вимог до якості корисних копалин.

2.1. Якість руди може знаходитись в деяких межах  $\alpha_{nlj} \pm \Delta \alpha$ .

$$\alpha_{nj} - \Delta \alpha_j \leq \frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot \alpha_i}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \leq \alpha_{nj} + \Delta \alpha_j, \quad (7)$$

де  $\Delta \alpha_j$  – припустиме відхилення від  $\alpha_{nlj}$ .

Про вміст корисних компонентів в руді, що відвантажує екскаватор, можна робити висновки згідно даних опробування свердловин розвідувального та експлуатаційного буріння. Слід відзначити, що дані вирази потрібно складати за кожним показником якості для кожного пункту розвантаження.

2.2. Вимоги до вмісту шкідливого компонента в шихті:

$$\frac{\sum_{i=1}^n P_{ijk} \cdot D_i}{\sum_{i=1}^n P_{ijk}} \leq D_j, \quad (8)$$

де  $D_i$  – середній вміст шкідливих домішок в обсязі видобутку  $i$ -го екскаватора;

$D_j$  – припустиме значення вмісту шкідливих домішок в загальному обсязі руди, що надходить на пункт розвантаження.

2.3. Вимоги співвідношенням в шихті різних сортів руд по збагачуваності:

$$\sum_{i=1}^n P'_{ijk} : \sum_{i=1}^n P''_{ijk} : \sum_{i=1}^n P'''_{ijk} = T_j : S_j : L_j \quad (9)$$

де  $P'_{ijk}, P''_{ijk}, P'''_{ijk}$  - відповідно обсяги важко-, середньо- та легкозбагачувальних руд, що підлягають вийманню  $i$ -м екскаватором та поставляються на  $j$ -у збагачувальну фабрику;

$T_j, S_j, L_j$  – частки важко-, середньо- та легкозбагачуваних руд в процентному відношенні, що відповідають вимогам  $j$ -ї збагачувальної фабрики.

Дані по типам руд від кожного екскаватора беруться з моделі родовища.

3. Модуль вимог до продуктивності кожного екскаватора:

$$Q_{i_{\min}k} \leq \sum_{j=1}^m (P_{ijk} + V_{ijk}) \leq Q_{i_{\max}k}, \quad (10)$$

де  $Q_{i_{\min}k}, Q_{i_{\max}k}$  – відповідно мінімальна та максимальна продуктивність екскаватора в конкретному вибої.

В обмеженні за об'ємом видобутку кожного екскаватора необхідно вказати діапазон продуктивності екскаватора в певному вибої. Зробити це не завжди просто внаслідок великої кількості реальних виробничих ситуацій, в яких можуть працювати різні екскаватори [2-4].

Параметри продуктивності екскаватора  $Q_{i_{\min}}$  та  $Q_{i_{\max}}$  є величинами ймовірнісними, які можна лише прогнозувати з деяким ступенем вірогідності [5].

4. Модуль черговості відробки елементарних блоків екскаваторних уступів.

Об'єм видобутку з кожної виймальної ділянки не перевищує запасу руди на даній ділянці:

$$P_{ijk} \leq P_{ijk}^{\max}. \quad (11)$$

Технологічний порядок виймання елементарних блоків екскаватору описується наступними умовами:

$$P_{ijk} = \begin{cases} = 0, & \text{якщо } P_{ij,k-1} < P_{ij,k-1}^{\max}, \\ > 0, & \text{якщо } P_{ij,k-1} = P_{ij,k-1}^{\max}. \end{cases} \quad (12)$$

Як бачимо, наведена модель – багатокритеріальна задача лінійного програмування, і для її рішення використовувався відомий симплексний метод. Перехід до однокритеріальної задачі здійснював шляхом лінійної згортки критеріїв  $F_1, F_2, F_3, F_4$ .

У більшості випадків розв'язання задачі багатокритеріальність можна спростити за допомогою методу пріоритетів. При цьому спочатку критерії ранжуються в порядку важливості і задача розв'язується стільки разів, скільки критеріїв обрала ЛПР для моделювання гірничотранспортного процесу. На кожному етапі задачу лінійного програмування можна розв'язувати одним з відомих методів: симплекс, двоїстий симплекс, М-метод, двохетапний метод тощо. Причому кожний наступний розв'язок не може погіршити значення цільової функції, отримане на попередньому етапі. Це обумовлено наявністю у рядку цільової функції симплекс-матриці при отриманні базового розв'язку набору нулів, що означає можливість отримання іншого розв'язку без зміни значення цільової функції [6].

### 3. Графоаналітичне моделювання динаміки гірничотранспортних робіт

Як відомо, вирішення задачі оперативного планування лінійного програмування, представленої базовою моделлю (1)-(12), або моделями, що були створені ЛПР на її основі, дає тільки числові значення об'ємів  $P_{ij,k}$  і  $V_{ij,k}$  та похідних від них параметрів. А для цілей оперативного планування ці об'єми і похідні від них параметри повинні мати певну просторову прив'язку і конфігурацію. Виникає проблема: між розрахованими плановими об'ємами і їх

просторовою прив'язкою і конфігурацією однозначності немає, бо вирішення задачі лінійного програмування таку відповідність не встановлює.

Для вирішення цієї проблеми була застосоване графоаналітичне моделювання варіантів динаміки виймально-навантажувальних робіт при відпрацюванні заходок. Була обґрунтована множина технологічних факторів, що обумовлюють можливі варіанти динаміки: просторова орієнтація заходок (повздовжні, діагональні, поперечні), спосіб їх відпрацювання (валовий і селективний; з перегонем екскаватора в початок наступної заходки або без перегону), параметри заходок (довжина і ширина).

Вплив гірничих факторів проілюструємо послідовністю відробки блоку траншейної конфігурації, що містить також роботи із проведення з'їзду (рис.3.1).

Як видно із рис. 3.1, спочатку планується проходка з'їзду (добі 1-6) для забезпечення можливості пересування бурового обладнання до бурового блоку (на рисунку – вище забою). Потім протягом 7-11 діб відробки екскаваторного блоку відбудеться відвантаження гірничої маси траншейної заходки. Після цього протягом 12 і 13 діб відбудеться добування об'ємів гірничих мас для остаточної відбудівлі з'їзду.

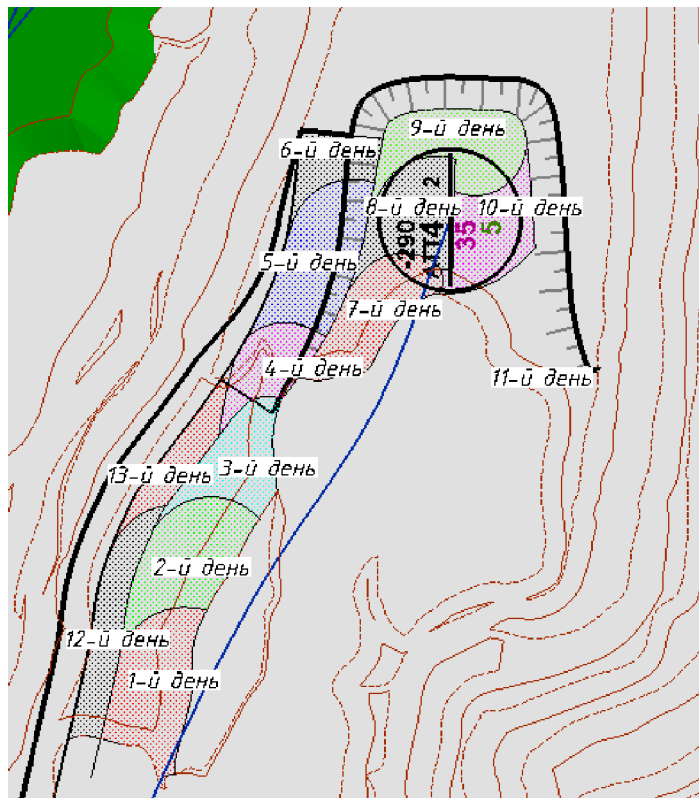


Рис. 3.1. Послідовність відробки екскаваторного блоку траншейної конфігурації по добах (блок містить будівлю з'їзду)

Розглянемо питання визначення оптимальної ширини екскаваторної заходки. Ширина розвалу торцевих забоїв складає, як правило, не більше 55 м. Тому згідно нормативних рекомендацій усі блоки можна відробити не більше ніж трьома заходками, враховуючи, що величина  $(1,5-1,7) \cdot R_{\text{ч}}$  складає 17-23 м для різних типів екскаваторів.

Визначимо співвідношення ширини заходок для блоків, що можуть бути відроблені декількома заходками. Як відомо, ширини заходок можуть бути нормальні, вузькі та широкі. Для зручності розрахунків приймемо за еталонну нормальну заходку, вважаючи її ширину  $A_{\text{н}} = (1,5-1,7)R_{\text{ч}}$ . Вважаємо, що найменша планова припустима ширина вузької заходки може сягати  $(0,7-1,0)R_{\text{ч}}$ , тобто  $A_{\text{вуз min}} = 0,5 \cdot A_{\text{н}}$ , а найбільша ширина широкої заходки сягає  $A_{\text{ш max}} = (1,5-1,7) \cdot A_{\text{н}}$ .

Можливі наступні варіанти:

1. Ширина розвалу  $B < 0,5 \cdot A_{\text{н}}$  у найширшій частині екскаваторного забою. У цьому разі забій буде відроблений вузькою заходкою.

2. Ширина розвалу  $0,5 \cdot A_{\text{н}} \leq B < 1,5 \cdot A_{\text{н}}$ . У цьому разі можливі наступні варіанти:

2.1. Відробка двома заходками – однією нормальною та однією вузькою або двома вузькими заходками.

2.2. Відробка однією заходкою.

2.3. Відробка трьома вузькими заходками.

3. Ширина розвалу  $1,5 \cdot A_{\text{н}} \leq B < 3 \cdot A_{\text{н}}$ . Можливі варіанти:

3.1. Відробка декількома нормальними і вузькими заходками.

3.2. Відробка широкою, нормальними та вузькими заходками.

3.3. Відробка тільки широкими заходками.

Зрозуміло, що для перерахованих варіантів загальна кількість формування смуг заходок та блоків безкінечно велика. Крім того, блоки, ширина яких передбачає 2 або 3 заходки, можна відробити декількома способами. Це тягне за собою велику кількість комбінацій відробок екскаваторних блоків заходками різної ширини. Наприклад, для місячної програми Полтавського ГЗК за вересень 2016 р. таких комбінацій (для наведених нижче параметрів моделювання) можна нарахувати близько 320 тисяч.

Тому для визначення оптимальних значень ширини смуг заходок обмежимося, по-перше, таким моделюванням, при якому усі забої відробляються

однаковими, найбільш прийнятними параметрами ширини заходок, а по-друге, наступними параметрами керованої величини  $B$ :

Моделювання 1. Моделювання без урахування конфігурації вибоїв. У цьому випадку для кожного вибою приймаються середні значення якісних показників руди для усього вибою, а місцеположення екскаватору приймається у геометричному центрі тяжіння блоку протягом усього місяця.

Моделювання 2. Зміна ширини екскаваторної заходки загальною шириною  $0,5 \cdot A_n \leq B < 1,5 \cdot A_n$  від  $0,5 \cdot A_n$  до  $1,5 \cdot A_n$  для першої смуги з кроком  $0,1 \cdot A_n$ . При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $1,5 \cdot A_n \leq B < 3 \cdot A_n$  не відбувається.

Моделювання 3. Моделювання екскаваторних вибоїв загальною шириною  $0,5 \cdot A_n \leq B < 1,5 \cdot A_n$  трьома рівними ширинами  $A=B/3$ . При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $1,5 \cdot A_n \leq B < 3 \cdot A_n$  не відбувається.

Моделювання 4. Розглядаються варіанти відробки вибою загальною шириною  $1,5 \cdot A_n \leq B < 3 \cdot A_n$  трьома заходками, ширини яких змінюються від  $0,5 \cdot A_n$  до  $1,5 \cdot A_n$ . При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $B < 1,5 \cdot A_n$  не відбувається.

Моделювання 5. Одна із трьох смуг вибою загальною шириною  $1,5 \cdot A_n \leq B < 3 \cdot A_n$  має ширину  $1,5 \cdot A_n$  (широка смуга), дві інші змінюються в інтервалі від  $0,5 \cdot A_n$  до  $1,5 \cdot A_n$ . Розглядаються усі можливі порядки розташування трьох смуг. При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $B < 1,5 \cdot A_n$  не відбувається.

Моделювання 6. Якщо ширина вибою сягає  $3 \cdot A_n$ , моделюємо його відробку двома широкими смугами шириною  $1,5 \cdot A_n$ . При цьому моделювання вибоїв, у яких ширина складає  $B < 1,5 \cdot A_n$  не відбувається.

Блок-схема моделювання для визначення оптимальної ширини екскаваторних заходок наведена на рис.3.2.

В якості вихідних даних моделювання служать єдиний геолого-маркшейдерський цифровий масив даних (на Полтавському ГЗК ведеться у геоінформаційній системі K-MINE) та сформована місячна програма гірничих робіт (блок 1). Для кожного блоку  $k$  (блок 2) визначаються усі можливі варіанти (з 1 по 6, перераховані вище) відробки вибою смугами (заходками) (блок 3). Відбувається побудова у графічному середовищі геоінформаційної системи (смуг) заходок для варіанту, що моделюється (блок 4).

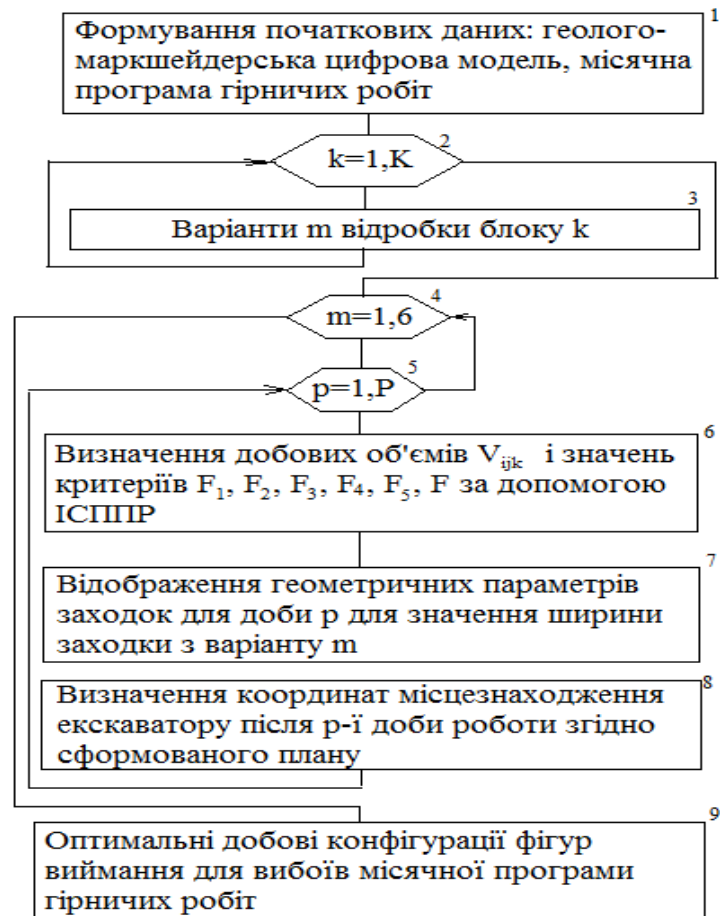


Рис. 3.2. Блок-схема моделювання для визначення оптимальних параметрів ширин екскаваторних заходок

Для кожної доби періоду моделювання (блок 5) розв'язується задача визначення ефективних об'ємів видобутку гірничої маси з кожного екскаваторного вибою за допомогою інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень (ІСППР) (блок 6). В ІСППР, крім вказаних критеріїв (нижче), можуть враховуватись обмеження щодо продуктивності обладнання, якісних показників, черговості відробки блоків, балансу розподілу часу роботи екскаваторів, обліку виконання плану за попередній період, визначення кількості та розподілу транспорту. Відповідно до визначених об'ємів підбираються геометричні параметри фігури виймання для кожної доби у межах виділених смуг (заходок), у графічному полі відображаються знайдені параметри відробки блоки протягом даної доби (блок 7); визначаються координати місцезнаходження екскаваторів після відробки запланованих об'ємів (блок 8) та значення критеріїв  $F_i$ . Після аналізу отриманих значень критеріїв обирається оптимальні параметри ширини заходки та відповідні найкращі добові конфігурації фігур виймання для вибоїв місячної програми гірничих робіт (блок 9).

Моделювання відбувається в рамках місячної програми гірничих робіт. Визначимо значення критеріїв: мінімуму середньозваженої відстані, коливання якісних показників (сума коливань заліза загального, заліза магнетитового та заліза у концентраті на пунктах розвантаження), вихід на заплановані контури гірничих робіт, досягнення об'ємів видобутку руди. Інтегральний критерій має вигляд  $F = \sum_{i=1}^N \lambda_i F_i$ , де  $\lambda_i$  – вага  $i$ -го критерію, яка приймались однаковими  $\lambda_1 = \lambda_2 = \lambda_3 = \lambda_4 = 0,25$ .

Запропонована наступна методика графоаналітичного моделювання.

1. Задається кількість заходок для відвантаження розвалу, їх тип і ширина (вузькі, нормальні, широкі). Довжина заходок визначається, виходячи з розрахункової продуктивності екскаватора за конкретний період планування.

2. Величина переміщення екскаватора за плановий період визначалась із уже визначених планових об'ємів виймання гірничої маси в межах заходки та прийнятої ширини заходки (вибою).

3. Прийняті значення факторів (вихідні дані) знижують невизначеність і дозволяють вибирати відповідно їм просторове розташування планових об'ємів виймання гірничої маси в межах заходки.

4. Отримані таким чином конфігурації планових блоків виймання включають множину конкретних блоків гірничо-геологічної моделі, що дозволяє визначити об'ємно-якісні показники всіх різновидів гірничої маси, що потрапили до контуру планового об'єму виймання.

Як видно із викладеного вище, методика графоаналітичного моделювання є складовою загальної методики оперативного планування гірничотранспортних робіт. В неї також входить методика визначення планових об'ємів виймання гірничої маси та розподілу вантажопотоків.

Отримані графоаналітичним моделюванням планові об'єми виймання гірничої маси будуть мати середні якісні показники, які можуть відрізнитись від середніх якісних показників, що були прийняті в якості вихідних даних для моделі (1)-(12). В цьому випадку значення якісних показників за результатами графоаналітичного моделювання підставляються в обмеження (6)-(12) для перевірки їх виконання. Якщо вони виконуються, то розраховуються значення критеріїв (1)-(6).



Сформований за такою загальною методикою результат вирішення задачі оперативного планування гірничотранспортних робіт характеризується числовими даними та просторовим розташуванням і конфігурацією планових об'ємів виймання і транспортування гірничої маси, що і вимагає постановка задачі.

Наприклад, при моделюванні відробки екскаваторних блоків заходками різної ширини за варіантом моделювання 2 усі екскаваторні блоки, які можуть бути відроблені за дві екскаваторні заходки, мають заходки однакової ширини, причому ширину першої заходки позначимо  $b_1$  і будемо змінювати від  $0,5 \cdot A_n$  до  $1,0 \cdot A_n$ , тобто від  $0,7 \cdot R_{ч}$  до  $1,7 \cdot R_{ч}$  з кроком  $0,1 \cdot A_n$  (тобто  $0,2 \cdot R_{ч}$ ). На рис. 3.3 наведено приклад вибору ширини екскаваторної заходки.

Із результатів моделювання для кар'єру Полтавського ГЗК були зроблені наступні висновки:

Моделювання 2. За трьома критеріями ( $F_2$ ,  $F_3$ ,  $F_4$ ) та за інтегральним критерієм оптимальною шириною першої смуги є  $1,0 \cdot A_n$ , тому можемо зробити висновок, що найбільш прийнятним способом відробки забоїв із найбільшою шириною  $0,5 \cdot A_n \leq B \leq 1,5 \cdot A_n$  є проходка першої смуги нормальною заходкою, а другої – вузькою.

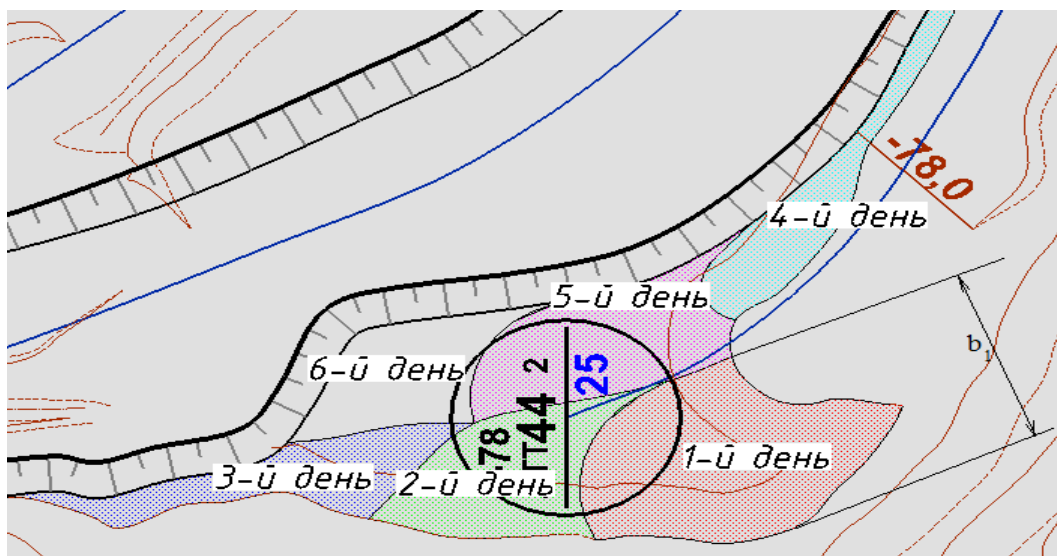


Рис. 3.3. Вибір ширини екскаваторної заходки

Моделювання 3. Для варіанту з трьома вузькими заходками однакової ширини найкраще значення ширини може бути рівним  $A=0,9 \cdot A_n$ , лише при зменшенні ваги критерію  $F_2$  якості руди на пунктах розвантаження кращою шириною заходки була  $b = 0,8 \cdot A_n$ .

Моделювання 4. Для даного варіанту можлива велика кількість комбінацій ширини заходки для випадку, коли  $1,5 \cdot A_n \leq B \leq 3 \cdot A_n$  і відробка ведеться трьома заходками. Причому ці варіанти будуть обумовлені також і власне значенням  $B$ , тобто для випадків, наприклад,  $B=2,0 \cdot A_n$  і  $B=2,6 \cdot A_n$ , значення оптимальної ширини можуть бути різними. Проте, у ході моделювання спостерігалась тенденція до того, що кращі значення критеріїв  $F_1$  та інтегрального критерію  $F$  досягаються при рівних перших двох шириних заходок. Тобто, дослідження дозволили встановити, що для варіанту 4 найкращі значення ширини заходок складуть  $b_1=b_2=0,8 \cdot A_n$ , а  $b_3=B-1,6 \cdot A_n$ . Причому знову спостерігається зворотна залежність інтегрального критерію  $F$  при збільшенні ваги критерію  $F_2$  відхилення якісних показників.

Моделювання 5. Варіант, при якому одна із заходок – широка, тобто  $b=1,5 \cdot A_n$ , також має багато комбінацій у залежності від порядку розташування широкої заходки (першою, другою чи третьою). Для цього випадку найкраще значення критерію  $F$  при  $\lambda_1=0,25$  спостерігаємо для значень ширини  $b_1=0,8 \cdot A_n$ ,  $b_2=1,5 \cdot A_n$ ,  $b_3=B-2,3 \cdot A_n$ .

Моделювання 6. Даний варіант – безальтернативний, відробка ведеться трьома широкими заходками однакової ширини.

Отримані результати моделювань використані при проведенні дослідного оптимізаційного моделювання місячних програм гірничих робіт Полтавського ГЗК. За отриманими даними можна стверджувати, що використання знайдених параметрів екскаваторних заходок дозволить зменшити як абсолютні значення результуючих технологічних показників (відстань транспортування, дотримання якісних параметрів рудної шихти, відробка запланованих екскаваторних вибоїв, дотримання об'ємних показників гірничої маси), так і їхню коливальність протягом місяця.

Для залізородних кар'єрів Криворізького басейну, які характеризуються аналогічними параметрами системи розробки та гірничо-геологічними умовами, також може бути прийнятна така методика вирішення задачі оперативного планування гірничотранспортними роботами. Вищеназвані рекомендації дозволять вибирати оптимальні технологічні параметри екскаваторних вибоїв при оперативному плануванні гірничотранспортних робіт на залізородних кар'єрах.

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Бастан П.П., Азбель Е.И., Ключкин Е.И. Теория и практика усреднения руд. М. :Недра, 1979. 255 с.
2. Бызов В.Ф., Коробко В.Н. Анализ и перспективное планирование по сортам руд при помощи горно-геометрического моделирования // Разработка рудных месторождений. 1998. Вып.62. С. 7-12.
3. Зарайский В.Н., Быховец А.Н. Совершенствование методов и компьютеризованных технологий оперативного планирования горных работ на карьерах // Маркшейдерский вестник. 1994. №2. С. 62.
4. Панченко В.В., Горпинич А.В., Романенко А.В. Актуальность развития методологии проектирования и планирования открытой разработки месторождений// Матеріали міжнародної конференції “Форум гірників – 2013”. – Дн-ськ: НГУ. 2013. С. 130-134.
5. Шендеров А.И., Емельянов О.А., Один И.М. Надежность и производительность горнотранспортного оборудования. М.: Недра, 1976. 247 с.
6. D.V. Vinivitin, Particular aspects of planning mining-haulage operation in iron ore mines while designing traffic flows // Scientific Reports on Resource Issues 2016, Volume 1. P.219-226.