

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНСТИТУТ ГЕОТЕХНІЧНОЇ МЕХАНІКИ ІМ.М.С. ПОЛЯКОВА
НАЦІОНАЛЬНА АКАДЕМІЯ НАУК УКРАЇНИ

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

РОМАНЕНКО АНДРІЙ ОЛЕКСАНДРОВИЧ

УДК 622'1-047.44:622.271.33

ДИСЕРТАЦІЯ
КОМПЛЕКСНА ОЦІНКА ТА ОБГРУНТУВАННЯ
ПАРАМЕТРІВ СТАНУ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ
РОЗРОБЦІ ГЛИБОКИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ

Спеціальність 05.15.09 – геотехнічна і гірнична механіка

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

Науковий керівник:
д.т.н., проф. Сидоренко В.Д.

Кривий Ріг – 2021

АНОТАЦІЯ

Ромненко А.О. Комплексна оцінка та обґрунтування параметрів стану масиву гірських порід при розробці глибоких залізрудних кар'єрів. – Кваліфікаційн наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук за спеціальністю 05.15.09 – «Геотехнічна і ґрунтова механіка». – Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова Національної академії наук України, Дніпро, 2021.

Дисертація спрямована на вирішення актуального наукового завдання, яке полягає у встановленні закономірностей дії факторів на стан гірського масиву та розробці методу інтегральної оцінки стійкості бортів кар'єрів.

Наукова новизна отриманих результатів характеризується наступним:

- вперше встановлена закономірність між коефіцієнтом структурного ослаблення та фрактальною розмірністю тріщин на оголеній ділянці борту кар'єру, на основі розробленого методу аналізу зображення ділянки борту кар'єру, досягнуто уточнення коефіцієнту структурного ослаблення на 5-10%.
- вперше розроблено метод врахування фрактальної розмірності систем тріщин, при розрахунках коефіцієнта структурного ослаблення гірських порід у масиві;
- обґрунтовано новий підхід до розв'язку науково-практичної задачі врахування відпрацьованих підземними роботами бортів кар'єру, за рахунок встановлення просторового положення відпрацьованих зон прибортового масиву; вперше запропоновано комплексний багатofакторний підхід до розв'язку задач оцінки стану стійкості масиву, що полягає в районуванні кар'єрного поля за комплексом факторів впливу на масив та розроблені нові методологічні принципи проведення інтегральної оцінки кар'єрного поля на основі його районування за факторами різної природи, які впливають на стан стійкості бортів кар'єру;

– розроблено метод розрахунку інтегрального показника, практичне застосування якого дозволило підвищити достовірність оцінки стану гірського масиву і виявити потенційно небезпечні ділянки кар'єрного поля.

Практичне значення отриманих результатів полягає в:

– розробці науково обґрунтованої методики районування кар'єрного поля за факторами, які впливають на стійкість гірського масиву. Застосування запропонованого багатфакторного підходу до оцінки стану гірського масиву, дає можливість проводити безпечну і ефективну розробку родовища корисних копалин на значних глибинах;

– розробці рекомендацій з удосконалення організації системи маркшейдерського моніторингу за станом стійкості бортів кар'єру ПрАТ «ІнГЗК».

Виконано аналіз наукових підходів і методів оцінки стійкості бортів залізрудних кар'єрів. Розглянуто теоретичні основи геомеханічної оцінки стійкості бортів кар'єрів на основі теорії граничної рівноваги та інженерні методи оцінки стійкості бортів залізрудних кар'єрів. Встановлено, що із розроблених методів розрахунків запасу стійкості породних відкосів, більшість базується на теорії Кулона-Мора, а в якості вихідних даних при розрахунках використовують міцнісні характеристики гірських порід, такі як: зчеплення і кут внутрішнього тертя. У сучасній практиці в якості нормативних методів розрахунків рекомендовані метод алгебраїчного додавання сил і побудови багатокутника сил.

У практиці гірничої справи для розрахунку стійкості бортів кар'єру найбільш широко використовуються методи, в основі яких покладено відношення сил зрушуючих до сил утримуючих або побудова багатокутника сил (метод алгебраїчного додавання сил, метод Спенсера, метод багатокутника сил). Найбільш сучасним та перспективним методом визначення стійкості бортів кар'єру є метод кінцевих елементів, але усі ці методи мають недолік, який полягає у недостатньому врахуванні усіх факторів, що спричиняють вплив на масив гірських порід. Є методики визначення стійкості, що більш повно враховують один з факторів, але задача врахування усього комплексу взаємовпливаючих факторів на даному етапі розвитку гірничої справи до кінця не вирішена.

Базуючись на розробках виконаних досліджень попередніх років виділено природні і техногенні фактори, що впливають на стійкість відкритих гірничих виробок. Розглянуто основні положення теорії районування, визначено оптимальні зони районування для дослідження кар'єрів в залежності від їх форми. Для глибоких кар'єрів визначена залежність між оптимальною кількістю розрахункових профілів і параметрами досліджуваного кар'єру.

Розглянуто проблемам, які пов'язані з визначенням параметрів для оцінки факторів та їх взаємозв'язок зі стійкістю бортів кар'єру. Розглянуто вплив природної та техногенної тріщинуватості на загальну стійкість ділянки борту кар'єру, методи її врахування у вигляді коефіцієнта структурного ослаблення.

На основі використання методів фрактальної геометрії для умов оцінки тріщинуватості гірського масиву, використовуючи метод сіток, який базується на визначенні фрактальної розмірності деформуваних зразків гірських порід і закономірностей її розподілення при зміні умов зовнішнього силового впливу на зразки. Встановлено, що деформування зразків супроводжується зародженням і розвитком (розгалуження, злиття і т.п.) тріщин. Взаємодіючі тріщини утворюють джерела порушень – кластери. Динаміка цього процесу є не що інше, як саморозвиток під дією навантаження кластерної структури гірських порід. У результаті встановлено стійкий нелінійний ріст фрактальної розмірності дефектів поверхні по мірі навантаження зразків гірських порід.

Отримані результати є базою для прогнозу руйнації гірських порід і для визначення ступеня стійкості як підземних, так і відкритих гірничих виробок. Визначаючи фрактальну розмірність породного масиву по фотознімках укосів скельних уступів, виконана кількісна оцінка ступеню тріщинуватості масиву і виражена у безрозмірному коефіцієнті структурного ослаблення.

Механізм сейсмічного впливу буро-вибухових робіт на стан стійкості бортів кар'єрів і утворення тріщин, представляємо як момент виникнення сейсмічної події з гіпоцентру в масиві, де відбулося вивільнення енергії, епіцентр якої є проекція на земну поверхню), коли починають поширюватись пружні сейсмічні хвилі, які поділено на поздовжні і поперечні. Визначення сейсмічного впливу

буро-вибухових робіт на стійкість масиву при веденні відкритих гірничих робіт, реалізовано через врахування сейсмічної складової при розрахунках стійкості. На кожний відсік призми зсуву діє сила, прямо пропорційна його масі і прискоренню часток середовища. Інтенсивність сейсмічної події (землетрусу) вимірюємо в балах. Запропоновано математичний вираз для визначення коефіцієнту запасу стійкості з урахуванням сейсмічного навантаження масових вибухів.

Розглянувши вплив, на загальний стан стійкості, фактору підпрацювання борту кар'єру шахтними виробками, встановлено, що основну частину цього впливу проявляє порушення цілісності масиву і втрата сил зчеплення на частині зсувного тіла. Для визначення впливу підпрацювання масиву на ступінь стійкості борту кар'єру існують підходи тільки в плоскій задачі з оцінкою лінійної залежності коефіцієнта запасу стійкості від порушеності борту процесами воронкоутворення.

Вдосконалювання методів врахування фактора порушеності прибортового масиву підземними гірничими роботами виконується за рахунок розвитку методів геометризації порушеної частини масиву, розробки математичного апарата розрахунків прибортового масиву в об'ємі, визначення залежності між зниженням ступеня стійкості борту кар'єру порушеного підземними гірничими роботами і об'ємною характеристикою порушеності сектору з урахуванням просторового положення ділянки дослідження. Таким чином вирішена задача з обґрунтування й вибору оптимальних методів оцінки впливу факторів різної природи на стійкість бортів кар'єру.

Виконані дослідження, направлені на озробку методу комплексної оцінки стійкості уступів і бортів глибоких кар'єрів, що розташовані у складних гірничо-геологічних умовах, де має місце вплив багатьох факторів і є необхідність у виконанні комплексної оцінки стану гірського масиву, враховуючи весь спектр умов.

Розроблено метод приведення безрозмірних показників по окремим районам кар'єрного поля до єдиної шкали. Принципом методу полягає в узгодженні трьох точок з різних діапазонів зміни показників.

Розроблено метод розрахунку коефіцієнту структурного ослаблення на основі визначення фрактальної розмірності тріщин. Виконані дослідження з визначення фрактальної розмірності тріщин в укусах скельних уступів на базі кар'єру ІнГЗК. Виконано порівняння фрактальної розмірності тріщин в залежності від різних умов сейсмічної дії вибуху на масив, так, для природної тріщинуватості фрактальна розмірність склала 2,27, при контурному підриванні з використанням стандартних гірлянд вибухової речовини 2,38, а при контурному підриванні з використанням укорочених свердловин 2,63. Визначена залежність коефіцієнту структурного ослаблення породного масиву від величини його фрактальної розмірності при різних значеннях масштабного фактора.

Для дослідження впливу підземних виробок на стійкість ділянок бортів кар'єру, на основі вихідної маркшейдерської документації, було виконано побудову цифрових моделей підземних виробок. Отримано кількісну величину порушеності масиву гірських порід в межах впливу шахти, виконана прив'язка зон впливу шахти до положення гірничих робіт у кар'єрі. Побудова 3D моделі дозволила провести районування кар'єрного поля по фактору впливу шахти і прийняти його як один з факторів для розрахунків інтегрального показника стійкості борту кар'єру. Враховувати вплив шахтних виробок на стійкість борту кар'єру протягом усього періоду його відпрацьовування, як при проектуванні, так і при поточному обслуговуванні гірничих робіт.

Розроблена методика дозволила виконати розрахунок значень інтегрального показника у кожній зоні районування та розробити рекомендації з організації маркшейдерських спостережень за станом бортів залізрудного кар'єру та виділити найбільш нестійкі райони кар'єрного поля.

Ключові слова: кар'єр, стійкість, гірський масив, районування, зрушення, факторний аналіз.

Основний зміст дисертації викладено у таких публікаціях:

Науково періодичні видання, які включені до міжнародних наукометричних баз.

1. Романенко А.А., Болотников А.В., Несмашный Е.А., Устойчивость борта Глееватского карьера, подработанного подземными горными выработками, при расширении его границ // *Металлургия и горнорудная промышленность* 2013 №3. С. 76–79.

2. Романенко А.А., Комплексный прогноз устойчивости бортов глубоких карьеров // *Промышленность Казахстана* 2016. №6 (98). С. 76-78.

Фахові науково-періодичні видання:

3. Романенко А.О., Несмашный Е.А., Ткаченко Г.І., Використання фізичних процесів при вирішенні гідрогеологічних проблем глибоких залізрудних кар'єрів // *Вісник КТУ: зб. наук. праць / м-во освіти і науки України, КНУ. Кривий Ріг*, 2010. Вип. 26 С. 11-15.

4. Романенко А.А., Болотников А.В., Романенко А.В. Разработка методики прогнозирования устойчивости открытых горных выработок с учётом их деформаций // «*Вісник Криворізького Технічного Університету*», зб. наук. праць Кривий Ріг: КТУ, 2011. Вип. №28. С. 85-89.

5. Романенко А.А. Оценка методов наблюдений горных выработок шахты «Центральная» на устойчивость северного борта карьера ПАО «ИнГОК». *Вісник Криворізького Національного Університету*, зб. наук. праць Кривий Ріг: КНУ, 2012. вип. №31. С. 35.

6. Романенко А.О. Районування кар'єрного поля по фактору тріщинуватості з використанням GNSS-технологій // *Вісник Криворізького національного університету*, зб. наук. праць. Кривий Ріг: КНУ, 2013. №34. С. 257-260.

7. Романенко А.О. Шолох М.В. Оцінка процесу зрушень гірського масиву в зоні суміжних гірничих робіт // *Строительство, материаловедение, машиностроение*, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные

технологии в строительстве. Дн-вск, ПГАСА, 2013г. №70 С. 257-262.

8. Романенко А.О. Районування кар'єрного поля за фактором стійкості // Екологія і природокористування, зб. наук. праць Дн-вск, 2013. Вип.17 С. 152-157.

9. Романенко А.О. Оцінка впливу БВР на стійкість масиву при відпрацюванні родовищ відкритим способом // Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. Дн-вск., ПГАСА, 2013. вып. № 71 том 2, С. 163-167.

10. Романенко А.О. Шолох М.В. Розроблення методу комплексної оцінки стану масиву кар'єру // Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. Днвск, ПГАСА, 2014. вып. №76 С. 307-311.

11. Романенко А. А. Метод сведения безразмерных величин в объединенный интегральный показатель // Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. научн. Трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. Дн-вск, ПГАСА, 2015. Вып. 84 С.177-180.

12. Романенко А. А. Оценка вариации значений интегрального показателя и коэффициента запаса устойчивости бортов глубоких карьеров // Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. научн. Трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. Дн-вск, ПГАСА, 2016. Вып. 92. С.109-113.

13. Романенко А.О., Шолох М.В. Визначення ваги факторів різної природи, які впливають на стан гірського масиву // Збірник наукових праць Науково-дослідного гірничорудного інституту Державного вищого навчального закладу Криворізький національний університет, 2015. №55. С. 237-246.

14. Романенко А.А., Болотников А.В. Анализ и систематизация методов оценки устойчивости бортов карьеров // Вісник Криворізького національного університету, зб. наук. праць. Кривий Ріг: КНУ. 2017. №44. С. 188-193.

15. Романенко А.О. Порівняння інтегрального показника і коефіцієнта запасу стійкості бортів кар'єру // Вісник Придніпровської державної академії

будівництва та архітектури. 2018. №5. 83-88с.

16. Романенко А.О., Кушнір Є.Г., Остапчук А.О. Оцінка тріщинуватості гірського масиву через метод визначення фрактальної розмірності тріщин // Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури. 2019. №5. С.83-103.

17. Романенко А.О. Виділення факторів та їх параметрів для проведення оцінки стійкості бортів Глеюватського кар'єру // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. 2019. №1. С. 28-38.

Read-Only

SUMMARY

Romnenko A.O. Comprehensive assessment and justification of statement rock massif parameters during the development of deep iron pit. - Qualifying scientific work on the rights of the manuscript.

Dissertation for the degree of Candidate of Technical Sciences in specialty 05.15.09 - "Geotechnical and mining mechanics". - Institute of Geotechnical Mechanics named by M.S. Polyakova, National Academy of Sciences of Ukraine, Dnipro, 2021.

The dissertation is aimed at solving a topical scientific problem, which is to establish the patterns of factors influence pit edge stability and to develop a method of integrated assessment of the stability of pit sides.

The scientific novelty of the obtained results is characterized by the following statements:

- for the first time a regularity was established between the coefficient of structural weakening and the fractal dimension of cracks on the bare section of the quarry board, based on the developed method of image analysis of the section of the quarry board, the structural weakening coefficient was specified by 5-10%.
- for the first time a method of taking into account the fractal dimension of crack systems, when calculating the coefficient of structural weakening of rocks;
- a new approach to the solution of the scientific and practical problem of taking into account the excavated sides of the pit, by establishing the spatial position of the spent areas of the riparian massif; for the first time a comprehensive multifactor approach to solving problems of assessing the state of stability of the rock massif, which consists in zoning the quarry field by a set of factors influence on pit edge and developed new methodological principles for integrated assessment of the quarry field based on its zoning by different factors, which affect the state of stability of the quarry sides;

- a method of calculating the integrated indicator was developed, the practical application of which allowed to increase the reliability of the assessment of the state of the rock massif and to identify potentially dangerous areas of the quarry field.

The practical significance of the results is:

- development of a scientifically sound method of zoning the quarry field by factors that affect the stability of the rock massif range. The application of the proposed multifactorial approach to assessing the stability of the rock massif, allows for safe and effective mining of mineral deposits at considerable depths;

- development of recommendations for improving the organization of the surveying system for the stability of the quarry boards of PJSC "InGOK".

An analysis of scientific approaches and methods for assessing the stability of the sides of iron ore quarries. Theoretical bases of geomechanical estimation of stability of quarry sides that basis of the theory of boundary equilibrium and engineering methods of estimation pit edge stability on iron ore quarries are considered. It is established that of the developed methods of calculations of the margin of stability of rock slopes, most are based on Coulomb-Moore theory, and as initial data in the calculations use the geomechanical characteristics of rocks, such as: adhesion and internal friction angle. In modern practice, the method of algebraic addition of powers and formation of a polygon of powers that recommended as normative methods of calculations.

In mining practice, the most widely used methods for calculating the stability of quarry sides are based on the ratio of shear powers to retaining it or the formation of a polygon of powers (algebraic force addition method, Spencer method, force polygon method). The most modern method is the method of determining the stability of quarry sides is the finite element method, but all these methods have the disadvantage of not taking into account all the factors that cause the impact on the rock mass. There are methods for determining the stability, which more fully take into account one of the factors, but the task of taking into account the whole set of interacting factors at this stage of mining is not fully resolved.

Based on the developments of previous studies, natural and man-made factors influencing the stability of opencast mining have been identified. The main provisions

of the theory of zoning are considered, the optimal zones of zoning for the study of quarries depending on their form are determined. For deep quarries, the relationship between the optimal number of calculation profiles and the parameters of the studied quarry is determined.

The problems related to the definition of parameters for the assessment of factors and their relationship with the stability of the quarry sides are considered. The influence of natural and man-caused cracks on the general stability of the section of the quarry board, methods of its consideration in the form of the coefficient of structural weakening are considered.

Based on the use of fractal geometry methods for the conditions of rock mass fracture estimation, using the grid method, which is based on determining the fractal dimension of deformable rock samples and patterns of its distribution when changing the conditions of external force on the samples. It is established that the deformation of the samples is accompanied by the emergence and development (branching, merging, etc.) of cracks.

Interacting cracks form sources of disturbances - clusters. The dynamics of this process is nothing but self-development under the action of the load of the cluster structure of rocks. As a result, a stable nonlinear growth of the fractal dimension of surface defects as the rock samples are loaded is established.

The obtained results are the basis for forecasting the destruction of rocks and to determine the degree of stability in the time of simultaneously underground and opencast mining. Determining the fractal dimension of the rock mass on the photographs of the rocky ledges slopes, a quantitative assessment of the fracture massif degree that was performed and expressed in the dimensionless coefficient of structural weakening.

The mechanism of seismic impact of drilling and blasting operations on the quarry sides stability of and crack formation is represented as the moment of seismic event from the hypocenter in the massif, where energy was released, the epicenter of which is projection on the earth's surface), when elastic seismic waves begin to propagate, that are divided into longitudinal and transverse. Determination of the

seismic impact of drilling and blasting operations on the stability of the massif during opencast mining, implemented through the consideration of the seismic component in the calculations of stability. A force directly proportional to its mass and the acceleration of the particles of the medium acts on each compartment of the shear prism. The intensity of a seismic event (earthquake) is measured in points. A mathematical expression for determining the coefficient of stability margin taking into account the seismic load of mass explosions is proposed.

Considering the impact on the general state of stability, the factor of working side of the quarry mine workings, it was found that the main part of this impact is a violation of the integrity of the array and the loss of adhesion powers on the shear. To determine the impact of part-time work on the degree of stability of the quarry board, there are approaches only in the flat problem with the assessment of the linear dependence of the coefficient of stability on the disturbance of the board by funnel formation processes.

Improving the methods of taking into account the factor of riparian massif by underground mining disturbance is performed through the development of geometrization methods of the disturbed part of the massif, development of mathematical apparatus for calculating the riparian massif in volume, determining the relationship between decreasing stability of the quarry disturbed by underground mining disturbances of the sector taking into account the spatial position of the study area. Thus, the problem of substantiation and selection of optimal methods for assessing the impact of factors of different nature on the stability of the quarry sides is solved.

Research at developing a method for comprehensive assessment of the stability of ledges and sides of deep quarries, located in complex mining and geological conditions, where there is the influence of many factors and the need to perform a comprehensive assessment of the rock range, taking into account the full range of factors.

A method has been developed to bring dimensionless indicators for individual areas of the quarry field to a single scale. The principle of the method is to coordinate three points from different ranges of indicators.

A method for calculating the structural attenuation coefficient based on determining the fractal dimension of cracks has been developed. Research have been

performed to determine the fractal dimension of cracks in the slopes of rock ledges on the basis of the InGOK quarry. A comparison of the fractal dimension of cracks depending on different conditions of seismic action of the explosion on the array, so for natural fracturing fractal dimension was 2.27, with contour blasting using standard explosive garlands 2.38, and with contour blasting using shortened wells , 63. The dependence of the coefficient of structural weakening of the rock massif on the value of its fractal dimension at different values of the scale factor is determined.

To research the impact of underground workings on the stability of the quarry sides, based on the original surveying documentation, the construction of digital models of underground processes was performed. The quantitative value of the rock mass disturbance within the influence of the mine was obtained, the zones of influence of the mine were tied to the position of the mining operations in the quarry. The construction of the 3D model allowed zoning of the quarry field according to the factor of mine impact and accepting it as one of the factors for calculating the integrated indicator of the stability of the quarry board. Take into account the impact of mine workings on the stability of the quarry board during the entire period of its development, both in the design and in the current maintenance of mining operations.

The developed methodology allowed to calculate the values of the integrated indicator in each zoning zone and to develop recommendations for the organization of surveying observations of the condition of the iron ore quarries and to identify the most unstable areas of the quarry field.

Keywords: pit, slope stability, massif, division into districts, movements of rock, factor analysis.

The main content of the dissertation is presented in the following publications:

1. Romanenko A.A., Bolotnykov A.V., Nesmashnyy E.A., Ustoychyvost' borta Hleevat-skoho kar'era, podrobotannoho podzemnymi hornymi vyrabotkami, pry rasshyrennyy eho hranyts // Metallurhyya y hornorudnaya promyshlennost' 2013 №3. S. 76–79.

2. Romanenko A.A., Kompleksnyy prohnoz ustoychyvosty bortov hlybokyykh kar'erov // Promyshlennost' Kazakhstana 2016. №6 (98). S. 76-78.

Professional scientific and periodicals:

3. Romanenko A.O., Nesmashnyy YE.A., Tkachenko H.L., Vykorystannya fizychnyykh protsesiv pry vyrishenni hidroheolohichnykh problem hlybokyykh zalizorudnykh kar"yeriv // Visnyk KTU: zb. nauk. prats' / m-vo osvity i nauky Ukrainy, KNU. Kryvyy Rih, 2010. Vyp. 26 S. 11-15.

4. Romanenko A.A., Bolotnykov A.V., Romanenko A.V. Razrabotka metodyky prohnozyrovannya ustoychyvosty otkrytykh hornyykh vyrabotok s uchëtom ykh deformatsyy // «Visnyk Kryvoriz'koho Tekhnichnoho Universytetu», zb. nauk. prats' Kryvyy Rih: KTU, 2011. Vyp. №28. S. 85-89.

5. Romanenko A.A. Otsenka metodov nablyudenyy hornakh vyrabotok shakhty «Tsentral'naya» na ustoychyvost' severnoho borta kar'era PAO «YnHOK». Visnyk Kryvoriz'koho Natsional'noho Universytetu, zb. nauk. prats' Kryvyy Rih: KNU, 2012. vyp. №31. S. 35.

6. Romanenko A.O. Rayonuvannya kar"vernoho polya po faktoru trishchynuvatosti z vykorystannyam GNSS-tekhnohoy // Visnyk Kryvoriz'koho natsional'noho universytetu, zb. nauk. prats'. Kryvyy Rih: KNU, 2013. №34. S. 257-260.

7. Romanenko A.O. Sholokh M.V. Otsinka protsesu zrushen' hirs'koho masyvu v zoni sumizhnykh hirnychykh robit // Stroytel'stvo, materyalovedenye, mashynostroenye, sb. nauchn. trudov, seryya: Énerhetyka, ékolohyya, komp'yuternye tekhnolohyy v stroytel'stve. Dn-vsk, PHASA, 2013h. №70 S. 257-262.

8. Romanenko A.O. Rayonuvannya kar"yernoho polya za faktorom stiykosti // Ekolohiya i pryrodokorystuvannya, zb. nauk. prats' Dn-vsk, 2013. Vyp.17 S. 152-157.

9. Romanenko A.O. Otsinka vplyvu BVR na stiykist' masyvu pry vidpratsyuvanni rodovyshch vidkrytym sposobom // Stroytel'stvo, materyalovedenye, mashynostroenye, sb. nauchn. trudov, seryya: Énerhetyka, ékolohyya, komp'yuternye tekhnolohyy v stroytel'stve. Dn-vsk., PHASA, 2013. vyp. № 71 tom 2, S. 163-167.

10. Romanenko A.O. Sholokh M.V. Rozroblennya metodu kompleksnoyi otsinky stanu masyvu kar"yeru // Stroytel'stvo, materyalovedenye, mashynostroenye, sb. nauchn. trudov, seryya: Énerhetyka, ékolohyya, komp'yuternye tekhnolohyy v stroytel'stve. Dn-vsk, PHASA, 2014 vyp. №76 S. 307-311.

11. Romanenko A. A. Metod svedenyya bezrazmernykh velychyn v ob"edynenny yntehral'nyy pokazatel' // Stroytel'stvo, materyalovedenye, mashynostroenye: Sb. nauchn. Trudov, seryya: Énerhetyka, ékolohyya, komp'yuternye tekhnolohyy v stroytel'stve. Dn-vsk, PHASA, 2015 Vyp. 84 S.177-180.

12. Romanenko A. A. Otsenka varyatsyy znachenyy yntehral'noho pokazatelya y koéffytsyenta zapasa ustoychyvosty bortov hlubokyykh kar'erov // Stroytel'stvo, materyalovedenye, mashynostroenye: Sb. nauchn. Trudov, seryya: Énerhetyka, ékolohyya, komp'yuternye tekhnolohyy v stroytel'stve. Dn-vsk, PHASA, 2016. Vyp. 92. S.109-113.

13. Romanenko A.O., Sholokh M.V. Vyznachennya vahy faktoriv riznoyi pryrody, yaki vplyvayut' na stan hirs'koho masyvu // Zbirnyk naukovykh prats' Naukovodoslidnoho hirnychorudnoho instytutu Derzhavnoho vyshchoho navchal'noho zakladu Kryvoriz'kyy natsional'nyy universytet, 2015. №55. S. 237-246.

14. Romanenko A.A., Bolotnykov A.V. Analyz y systematyzatsyya metodov otsenky ustoychyvosty bortov kar'erov // Visnyk Kryvoriz'koho natsional'noho universytetu, zb. nauk. prats'. Kryvyy Rih: KNU. 2017. №44. S. 188-193.

15. Romanenko A.O. Porivnyannya intehral'noho pokaznyka i koefitsiyenta zapasu stiykosti bortiv kar"eru // Visnyk Prydniprovs'koyi derzhavnoyi akademiyi budivnytstva ta arkhitektury. 2018. №5. 83-88s.

16. Romanenko A.O., Kushnir YE.H., Ostapchuk A.O. Otsinka trishchynuvatosti hirs'koho masyvu cherez metod vyznachennya fraktal'noyi rozmirnosti trishchyn // Visnyk Prydniprovs'koyi derzhavnoyi akademiyi budivnytstva ta arkhitektury. 2019. №5. S.83-103.

17. Romanenko A.O. Vydilennya faktoriv ta yikh parametriv dlya provedennya otsinky stiykosti bortiv Hleyuvat-s'koho kar"yeru // Suchasni resursoenerhozberihayuchi tekhnolohiyi hirnychoho vyrobnytstva. 2019. №1. S. 28-38.

Read-Only

ЗМІСТ

ВСТУП.....	21
РОЗДІЛ 1	28
АНАЛІЗ НАУКОВИХ ПІДХОДІВ І МЕТОДІВ ОЦІНКИ СТІЙКОСТІ БОРТІВ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ.....	28
1.1. Теоретичні основи геомеханічної оцінки стійкості бортів кар'єрів, теорія граничної рівноваги	28
1.2. Теорія районування кар'єрного поля, визначення зон районування.....	31
1.3. Аналіз науково-технічної літератури з оцінки стійкості бортів кар'єрів	33
1.4. Інженерні методи оцінки стійкості бортів залізрудних кар'єрів	34
1.4.1. Розрахунок стійкості за плоскою поверхнею ковзання	34
1.4.2. Метод алгебраїчного додавання сил.....	34
1.4.3. Метод побудови багатокутника сил.....	37
1.4.4. Закордонні методи розрахунків за круглоциліндричною поверхнею ковзання.....	38
1.5. Загальна характеристика факторів, що впливають на стійкість відкритих гірничих виробок.....	46
1.5.1. Природні фактори	47
1.5.2. Техногенні фактори	50
1.6. Висновки до першого розділу.....	55
Список використаних джерел за розділом 1	56
РОЗДІЛ 2. УСТАНОВЛЕННЯ ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ ВПЛИВУ ПРИРОДНИХ ТА ТЕХНОГЕННИХ ФАКТОРІВ НА СТІЙКІСТЬ ГІРСЬКОГО МАСИВУ...63	
2.1. Установлення закономірностей з оптимального вибору зон районування для умов залізрудних кар'єрів	63

2.2. Установлення закономірностей між коефіцієнтом структурного ослаблення та фрактальною розмірністю тріщин	65
2.3. Результати та аналіз гідрогеологічних спостережень на ПрАТ «ІнГЗК»	74
2.4. Установлення залежності між сейсмічним впливом буропідричних робіт та стійкістю прибортового масиву.....	78
2.5. Фактор впливу підземних гірничих виробок	82
2.6. Висновки до другого розділу	83
Список використаних джерел за розділом 2	85
РОЗДІЛ 3. РОЗРОБЛЕННЯ МЕТОДУ КОМПЛЕКСНОЇ ОЦІНКИ СТІЙКОСТІ БОРТІВ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ.....	88
3.1. Районування Інгулецького кар'єру за критерієм використання вибухової речовини.....	88
3.2. Дослідження тріщинуватості масиву гірських порід.....	91
3.3. Розроблення методу розрахунку коефіцієнта структурного ослаблення з урахуванням фрактальної розмірності.....	96
3.4. Оцінка впливу підземних виробок на стійкість укосів	110
3.5. Оцінка впливу об'ємної геометрії кар'єру на стійкість укосів	117
3.6. Розроблення методики розрахунку інтегрального коефіцієнта для комплексного врахування природних і техногенних факторів.....	121
3.7. Висновки до третього розділу	124
Список використаних джерел за розділом 3	125
РОЗДІЛ 4. ПРОМИСЛОВО-ТЕХНОЛОГІЧНЕ ВПРОВАДЖЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ ДОСЛІДЖЕНЬ НА ГІРНИЧОВИДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВАХ КРИВБАСУ	128
4.1. Особливості геологічної структури родовищ, розрахунок за фактором стійкості.....	128

4.2. Упровадження методики районування кар'єрного поля для оцінки стану бортів кар'єру	132
4.3. Рекомендації з організації маркшейдерських спостережень за станом бортів кар'єру	138
4.4. Висновки до четвертого розділу	142
Список використаних джерел за розділом 4	143
ВИСНОВКИ.....	144
ДОДАТОК А. Схеми розрахунків стійкості для умов бортів кар'єру ПрАТ «ІнГЗК»	146
ДОДАТОК Б. Результати гідрогеологічних спостережень	149
ДОДАТОК В Результати досліджень тріщинуватості західного борту Інгулецького кар'єру.....	158
ДОДАТОК Г Визначення фрактальної розмірності тріщин.....	163
ДОДАТОК Д Результати розрахунку за фактором об'ємності.....	176
ДОДАТОК Е Фізико - механічні властивості порід інгулецького родовища та результати розрахунків за фактором стійкості	179
ДОДАТОК Ж Основні параметри деформаційних процесів на кар'єрі ПрАТ «ІнГЗК» у породах верхніх горизонтів	183
ДОДАТОК З Довідки про впровадження результатів досліджень	188
ДОДАТОК І Список наукових праць та апробацій за темою дисертації.....	194
ДОДАТОК Й Методика оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля	200

ВСТУП

Актуальність теми. Розвиток родовищ Криворізького залізрудного басейну пов'язаний з розробкою у складних геолого-геоморфологічних умовах і збільшенням глибини кар'єрів до відміток понад 600 м. На підставі аналізу подальшого відпрацювання кар'єрів у даному регіоні встановлено, що питання економічної доцільності видобутку запасів корисних копалин набуває все більшого значення разом із проблемами безпечної розробки корисних копалин, оскільки навантаження на борти кар'єру зростають і проблема визначення найбільш потенційно небезпечних ділянок у межах кар'єрного поля набуває все більшої значущості.

Незважаючи на те, що існують обґрунтовані проектні рішення з розробки родовищ відкритим способом, зсувні явища на бортах кар'єрів мають місце на практиці. Тому, при розробці глибоких кар'єрів необхідно проводити оцінку його конструктивних параметрів у поточному стані, оскільки вплив багатьох факторів, як техногенних так і природних має мінливий характер. Наразі сучасні методи оцінки стійкості бортів кар'єрів не здатні одночасно враховувати всю різноманітність факторів, які проявляють вплив на стан гірського масиву. З цього випливає, що використання лише розрахунків стійкості не зможе забезпечити точності для визначення раціональних і конструктивних параметрів уступів і бортів для умов глибоких залізрудних кар'єрів. Збільшення глибини відпрацювання визначає необхідність комбінованого застосування інструментальних методів контролю стану прибортового масиву разом із теоретичними методами оцінки стійкості бортів уступів і відкосів.

Оскільки умови залягання порід у межах навіть одного кар'єрного поля змінюються, а проектна геометрія кар'єру залишаться незмінною, то й розподілення коефіцієнта запасу стійкості буде відрізнятися на кожній ділянці як від природних умов залягання, так і техногенних факторів, які виникають під час розробки. При зміні певних умов стан стійкості борту може змінитися. Ділянки,

де можуть виникнути ці зміни, мають назву потенційно небезпечних, тобто там є велика вірогідність виникнення деформацій (зрушень, обвалень, зсувів тощо).

На даний момент не розроблено методу, яка може об'єднати весь комплекс взаємовпливаючих факторів, які формують стійкість масиву гірських порід. Тому, розробка методу комплексної оцінки стану бортів кар'єрів є актуальним науковим завданням, що має суттєве значення для підвищення ефективності оцінки стійкості бортів кар'єрів та підвищення безпеки при максимально повному вилученні запасів корисних копалин.

Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами. Дисертаційна робота виконана відповідно до «Загальнодержавної програми розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2030 року» (Закону України від 21 квітня 2011 року № 3263 VI), а також плану наукових досліджень кафедри маркшейдерії «Криворізького національного університету», і є складовою частиною науково дослідницької роботи: «Розробка методів та засобів для дослідження геомеханічних процесів у гірничовидобувних регіонах», номер державної реєстрації теми: 0112U000361 в якій автор брав участь як виконавець.

Метою роботи є: встановлення закономірностей та обґрунтування параметрів інтегрального показника при розробці методики комплексної оцінки стану гірського масиву для підвищення достовірності визначення потенційно небезпечних ділянок кар'єрного поля.

Для досягнення поставленої мети сформульовані й вирішені наступні науково-практичні задачі:

- встановлення закономірностей та вибір критеріїв для оцінки факторів, що характеризують напружено-деформований стан гірського масиву;
- обґрунтування й вибір оптимальних методів оцінки впливу факторів різної природи на стійкість бортів кар'єру;
- розробка методу визначення потенційно небезпечних ділянок кар'єрного поля, які потребують організації моніторингу гірського масиву через проведення спеціальних маркшейдерських спостережень;
- розробка методики районування кар'єрного поля за комплексом факторів та

обґрунтування інтегрального критерію оцінки стану бортів кар'єру;

– розробка та впровадження рекомендацій з ведення маркшейдерського контролю стану бортів у зоні впливу підземних гірничих виробок.

Об'єкт досліджень – процес формування потенційно небезпечного стану ділянки борту кар'єру під комплексним впливом факторів, що порушують стійкість масиву гірських порід.

Предмет досліджень – закономірності та параметри при оцінці стану гірського масиву на основі комплексного аналізу факторів, які впливають на стійкість бортів глибоких залізрудних кар'єрів.

Методи досліджень. Для розв'язання поставлених у роботі задач використано комплексний метод досліджень, що включає: методи аналізу й синтезу – при розгляді сучасного стану й особливостей ділянки кар'єрного поля, виявленні й виділенні основних факторів, які обумовлюють прояв і виникнення деформацій; методи математичного аналізу й аналітичної геометрії – при комплексному багатфакторному підході до районування кар'єрного поля; методи геотехнічної механіки – при проведенні розрахунків стійкості; комп'ютерні технології – при камеральній обробці й аналізі маркшейдерських спостережень, розрахунках фрактальної розмірності тріщин і побудові 3-D моделі шахти для суміщення з просторовою моделлю зон впливу підземних гірничих виробок; інструментальні методи маркшейдерського контролю – при проведенні досліджень у зоні впливу підземних гірничих виробок шахти й визначенні характеристик об'єкту.

Ідея роботи полягає у використанні встановлених закономірностей при розробці методу визначення стійкості ділянки борту кар'єру, який полягає у об'єднанні розрахунків стійкості бортів кар'єру з районуванням кар'єрного поля за факторами, що впливають на стан прибортового масиву, для більш точного прогнозування розвитку деформаційних процесів.

Основні наукові положення, які виносяться автором на захист.

1. Коефіцієнт структурного ослаблення зростає в лінійній залежності зі збільшенням фрактальної розмірності тріщин, і залежить від масштабного ефекту

зображення, так при масштабному ефекті 1:100 і шагу росту фрактальної розмірності у 0,05, відповідний йому коефіцієнт структурного ослаблення буде зменшуватись у 1,26 разів, при масштабному ефекті 1:1000 у 1,41 рази, і при 1:10000 у 1,58 рази.

2. Коефіцієнт запасу стійкості бортів кар'єрів знаходиться в поліноміальній багатофакторній залежності від стійкості, тріщинуватості, фактору впливу буровибухових робіт, фактору впливу шахти, фактору об'ємності, так при значеннях інтегрального показника в інтервалі від 50 до 30 % від максимально можливого, стан масиву можна охарактеризувати як «доволі стійкий», задовільний стан досягається при значеннях у діапазоні 10–30%, значенням інтегрального показника нижче 10% характеризують небезпечний стан гірського масиву.

Наукова новизна отриманих результатів досліджень полягає в тому, що:

- вперше встановлена закономірність між коефіцієнтом структурного ослаблення та фрактальною розмірністю тріщин на оголеній ділянці борту кар'єру, на основі розробленого методу аналізу зображення ділянки борту кар'єру, досягнуто уточнення коефіцієнту структурного ослаблення на 5-10%.

- вперше розроблено метод врахування фрактальної розмірності систем тріщин, при розрахунках коефіцієнта структурного ослаблення гірських порід у масиві;

- обґрунтовано новий підхід до розв'язку науково-практичної задачі врахування відпрацьованих підземними роботами бортів кар'єру, за рахунок встановлення просторового положення відпрацьованих зон прибортового масиву; вперше запропоновано комплексний багатофакторний підхід до розв'язку задач оцінки стану стійкості масиву, що полягає в районуванні кар'єрного поля за комплексом факторів впливу на масив та розроблені нові методологічні принципи проведення інтегральної оцінки кар'єрного поля на основі його районування за факторами різної природи, які впливають на стан стійкості бортів кар'єру;

- розроблено метод розрахунку інтегрального показника, практичне застосування якого дозволило підвищити достовірність оцінки стану гірського масиву і виявити потенційно небезпечні ділянки кар'єрного поля.

Наукове значення роботи полягає у встановленні закономірностей дії факторів на стан гірського масиву та розробці методу інтегральної оцінки стійкості бортів кар'єрів.

Практичне значення отриманих результатів полягає в:

– розробці науково обґрунтованої методики районування кар'єрного поля за факторами, які впливають на стійкість гірського масиву. Застосування запропонованого багатфакторного підходу до оцінки стану гірського масиву, дає можливість проводити безпечну і ефективну розробку родовища корисних копалин на значних глибинах;

– розробці рекомендацій з удосконалення організації системи маркшейдерського моніторингу за станом стійкості бортів кар'єру ПрАТ «ІнГЗК».

Реалізація результатів досліджень. Результати дисертаційної роботи знайшли своє відображення на практиці і використані на підприємствах ПрАТ «ІнГЗК» (довідка від 27 листопада 2014р.), ПрАТ «ЦГЗК» (довідка від 5 грудня 2014р.), ПрАТ «Полтавський ГЗК» (довідка від 23 листопада 2018р.) та у роботах «КП «Акадимічний дім» (довідка від 14 травня 2015р.). При впровадженні досягнуто неявний економічний ефект, який полягає у підвищенні безпеки при веденні гірничих робіт.

Обґрунтованість і достовірність наукових результатів, висновків і рекомендацій підтверджується використанням загальновизнаних положень щодо теорії стійкості бортів кар'єрів, правильністю використання методів моделювання досліджуваних факторів і процесів; достатнім обсягом проведених експериментів, які відповідають критеріям математичної статистики; використанням у розрахунках реальної маркшейдерсько-геологічної документації і фактичних даних спостережень; адекватністю розробленої методики теоретичним положенням, за якими вона розроблялася; збіжністю отриманих результатів з фактичними даними, щодо стану ділянок кар'єру.

Особистий внесок здобувача полягає у формулюванні мети, ідеї, наукових положень, задач досліджень, одержанні наукових результатів, висновків і рекомендацій на розробку методики для кількісної оцінки стійкості ділянок борту

кар'єру як по окремому фактору, так і за комплексом факторів, зведених до єдиного інтегрального показника. Автор особисто виконав районування кар'єрного поля та провів розрахунок інтегрального показника для умов Інгулецького кар'єру. Здобувач, брав безпосередню участь у проведенні маркшейдерських спостережень, та виконанні натурних робіт по фотозніманню ділянок бортів кар'єру. Розробив основні положення методики «Районування та оцінки стану бортів в межах кар'єрного поля за факторами стійкості». Текст дисертації та автореферату викладено автором особисто.

Апробація результатів дисертаційного дослідження. Основні результати досліджень, які увійшли в дисертацію по мірі її виконання були апробовані: на наукових конференціях, зокрема: міжнародна науково - практична конференція студентів та молодих науковців: «Молодий науковець XXI століття» (з 17 по 18 листопада 2008 р.), міжнародний форум-конкурс молодих вчених: «Проблеми недропользования» (з 20 по 22 квітня 2010р.), міжнародна науково-технічна конференція «Гірничо-металургійний комплекс: досягнення, проблеми й перспективи розвитку – 2010» (26–28 травня 2010 р. м. Кривий Ріг); міжнародна конференція студентів, аспірантів і молодих учених: «Іноземна мова як засіб мобільності майбутніх фахівців у контексті Болонської декларації» (19 березня 2009 р., м. Кривий Ріг); міжнародна конференція студентів і молодих фахівців «Актуальні проблеми раціонального використання природних ресурсів», (12-16 вересня 2011р, Санкт-Петербург); науковий симпозіум «Тиждень еколога – 2012» (м. Дніпропетровськ, ДДТУ, 12 жовтня 2012 р.); міжнародна науково-технічна конференція «Стабільний розвиток гірничо-металургійної промисловості: досягнення, проблеми, та перспективи розвитку» (м. Кривий Ріг, 23-25 травня 2011); міжнародна науково-практична конференція «Комбіновані технології розробки родовищ глибокими кар'єрами й шахтами» (м. Кривий Ріг, 12 травня 2011 р.); всеукраїнська науково-практична конференція «Охорона навколишнього середовища промислових регіонів як умова постійного розвитку України» (м. Кривий Ріг, 5 квітня 2012 р.); міжнародна науково-технічна конференція «Геомеханічні аспекти й екологічні наслідки відпрацювання рудних покладів» (м.

Кривий Ріг, 21-22 грудня 2012 р.); міжнародна науково-практична конференція «Енергетика, екологія, комп'ютерні технології в будівництві» ГВУЗ ПДАБА (м. Дніпропетровськ, 11 квітня 2014р.), міжнародна науково-практична конференція «Енергетика, екологія, комп'ютерні технології в будівництві» ГВУЗ ПДАБА (м. Дніпропетровськ, 14-16 жовтня 2015р.); міжнародні науково-практичні конференції «Розвиток промисловості й суспільства» (14-16 травня 2013р.; з 20 по 22 травня 2015, з 25 по 27 травня 2016р.); міжнародні науково-технічні конференції «Розвиток промисловості та суспільства» (24-26 травня 2017 р., 23-25 травня 2018р., 22-24 травня 2019р.); міжнародна науково-технічна конференція «Форум гірників – 2018» (11 жовтня 2018р., НТУ «Дніпровська політехніка»).

Публікації. Основні результати дисертаційної роботи опубліковані в 17 наукових виданнях, затверджених МОН України, зокрема 2 статті у виданнях, які включено до міжнародних наукометричних баз, 15 у наукових виданнях, визначених як фахові.

Структура і обсяг роботи. Дисертація складається із вступу, чотирьох розділів і висновків. Містить 212 сторінок машинописного тексту (обсяг основного тексту 128 сторінок), в тому числі 42 рисунка, 10 таблиць, 65 формул, включаючи список використаних джерел з 124 найменувань і 11 додатків.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ НАУКОВИХ ПІДХОДІВ І МЕТОДІВ ОЦІНКИ СТІЙКОСТІ БОРТІВ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ

1.1. Теоретичні основи геомеханічної оцінки стійкості бортів кар'єрів, теорія граничної рівноваги

Керування станом масиву гірських порід і прогнозування стійкості відкосів та бортів кар'єрів і зараз залишається одним із найважливіших інженерних завдань для забезпечення ефективності відпрацювання родовищ. Розроблено понад 300 методів, які дозволяють вивчати геомеханічні процеси в кар'єрі та прогнозувати їх стійкість з урахуванням впливу природних і техногенних факторів.

Дослідження, наведені в праці, спираються на фундаментальні науково-дослідні праці вітчизняних та закордонних учених та практиків: О.І. Арсентьєва, Ю.П. Астаф'єва, В.Ф. Бизова, В.Г. Близнюкова, Ю.Г. Вілкула, Е.Л. Галустьяна, А.М. Гальперіна, М.Н. Гольдштейна, Е.Г. Газієва, А.Ю. Дриженко, В.Г. Зотєєва, А.І. Ільїна, Ю.С. Меца, А.М. Мочалова, Л. Мюллера, Є.О. Несмашного, Ю.М. Ніколашина, В.М. Попова, В.О. Падукова, М.Є. Певзнера, В.В. Перегудова, В.В. Ржевського, В.Д. Сидоренка, Е. Спенсера, Б.Н. Тартаковського, Д. Тейлора, Є. І. Шемякіна, А.Г. Шапара, В.Т. Сапожнікова, Г.Л. Фісенка, П.Й. Федоренка, М.С. Четверика та ін.

Розглядаючи основи геомеханічної оцінки стійкості масивів ґрунтів, за базову теоретичну основу беруть розрахунки на граничний напружений стан.

При розрахунках на міцність приймається, що руйнування тіла відбувається в той час, коли комбінації величин напруження, деформації, часу й температури досягають критичних значень, а процес руйнування не враховується, і проблема розрахунку міцності розв'язується за рахунок вибору моделі ґрунту й критерію руйнування крихкого тіла.

У гірничій справі положення теорії Кулона-Мора знайшли найбільш поширене застосування при оцінці стійкості бортів кар'єрів. За даною теорією, міцність ґрунту вздовж довільно обраної поверхні визначається відношенням величини дотичного напруження до опору зрушення ґрунту по площині ковзання. У момент досягнення величиною дотичного напруження величини опору зрушення виникають деформації, у результаті чого відбувається руйнування ґрунту через зрушення однієї його частини відносно іншої [1, 2, 3, 4, 5].

Більш детально дану теорію можна розглянути на прикладі елементарного об'єму ґрунту. Припустимо, що до граней зразка кубічної форми прикладено головні напруження $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$. (див. рис.1.1, а)

При поступовому збільшенні головного напруження σ_1 й постійної величини напруження σ_3 , згідно з теорією Кулона-Мора, буде відбуватися зрушення граней зразка по деякій поверхні, яка нахилена до горизонтальної площини, у той час як проміжне головне напруження σ_2 діятиме паралельно до цієї площини. У теорії Кулона-Мора прийнято, що на поверхні ковзання витримується умова для незв'язних або зв'язних ґрунтів. Для визначення положення поверхні ковзання використано відомі з опору матеріалів вирази [6], які справедливі для дотичного й нормального напруження на похилій поверхні (рис. 1.1, б).

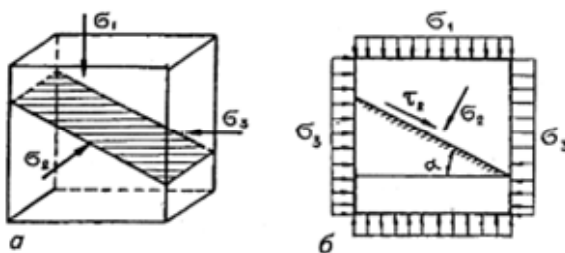


Рисунок 1.1. – Положення площини ковзання (а) та напруження на похилій поверхні (б) :

$$\sigma_n = \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) - \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) \cdot \sin 2\alpha, \quad (1.1)$$

$$\sigma_b = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) \cdot \cos 2\alpha . \quad (1.2)$$

Згідно з теорією Кулона-Мора, на поверхні ковзання ці напруження в граничному стані будуть зв'язані виразом [6]:

$$\tau_a = \sigma_a \cdot \operatorname{tg} \varphi + c . \quad (1.3).$$

Математично умова Мізеса-Шлейхера-Боткіна набуває вигляду [6]:

$$\tau_0 - c_0 - \sigma_0 \operatorname{tg} \varphi_0 = 0 . \quad (1.4)$$

Для врахування напруженого стану Г.А. Генієв перетворив даний вираз до такого вигляду [6]:

$$\tau_i = \operatorname{tg} \psi \operatorname{tg} \psi + \sigma_v) \cdot (1 + k \cos w_o), \quad (1.5)$$

$$\text{де } \operatorname{tg} \psi = 6\sqrt{3} \sin \frac{\varphi_0}{9 - \sin^2 \varphi_0}; \quad \cos w_0 = \frac{3\sqrt{3}I_3}{2\sqrt{I_2^3}}; \quad H = \frac{c_0}{\operatorname{tg} \varphi_0}; \quad k = \sin \frac{\varphi_0}{3}.$$

Умова найбільших деформацій говорить про те, що найбільша за модулем відносна лінійна деформація досягає значення відповідно до небезпечного стану при простому розтягуванні або стисненні. У такому разі приведені напруження при об'ємному напруженому стані будуть описуватися формулою:

$$\sigma_{np}^{\prime\prime} = \sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3), \quad (1.6)$$

де σ_{np} — розрахункове або приведене напруження при складному напруженому стані.

При плоскому напруженому стані умова набуває вигляду:

$$\sigma_{np}^{\prime\prime} = \frac{1-\mu}{2} \cdot (\sigma_x + \sigma_y) + \frac{1+\mu}{2} \cdot \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2} . \quad (1.7)$$

Ця теорія отримала недостатньо підтвердження експериментами, що обумовлено недостатнім урахуванням будови твердих реальних тіл.

На підставі проведеного аналізу сформульовано базові положення розрахункових методів, які використовуються в геомеханіці відкритих гірничих робіт [2, 3, 7, 5]. Гранична рівновага забезпечується тільки по внутрішній границі області масиву (імовірна поверхня ковзання), для якої визначається величина дотичного напруження або утримувальних сил $\sum F_{yup}$ (за рахунок міцності породи) і нормального напруження – зрушувальних сил $\sum F_{зруш}$ (за рахунок гравітації).

Відношення цих сил є не що інше, як коефіцієнт запасу стійкості η_3 по розрахунковій поверхні ковзання [5]:

$$\eta_3 = \frac{\sum F_{yup}}{\sum F_{зруш}} \quad (1.8)$$

Уважається, коли $\eta_3 > 1$, то породний укіс стійкий.

І навпаки, коли $\eta_3 < 1$, то укіс нестійкий.

При $\eta_3 = 1$ породний укіс перебуває в стані граничної рівноваги.

На цьому твердженні й ґрунтуються теорії та алгоритми розрахунку стійкості укосів. Проведений аналіз показує високу теоретичну обґрунтованість теорії граничної рівноваги як базової для розроблення алгоритмів розрахунку стійкості бортів кар'єрів.

1.2. Теорія районування кар'єрного поля, визначення зон районування

Метод районування використовується в багатьох галузях наукових досліджень, де цей термін означає розподілення території або акваторії на райони, що відрізняються один від одного, але мають деяку ознаку подібності [8].

Для умов кар'єру районування проводиться за інтенсивністю ведення буропідривних робіт, за водопритливом, за блочністю гірських порід, тобто здебільшого лише за одним параметром чи ознакою.

Постійний розвиток гірничих робіт та поглиблення кар'єрів ставлять видобування корисних копалин глибокими кар'єрами перед проблемою забезпечення економічної, екологічної ефективності та виробничої безпеки на гірничовидобувних підприємствах.

Існує багато факторів, що впливають на стан гірського масиву й урахувати їх усі є дуже складним завданням, тому в цій дисертаційній роботі визначено умову для виділення фактора вплив якого на стійкість складав би не менше 5%, тобто мав суттєве значення, яке неможливо врахувати без виділення явища (процесу) в окремий фактор.

При комплексному районуванні кар'єрного поля першочерговим завданням є виділення факторів, що перетнули бар'єр у 5%, і розподілення зон відносно одна одної, оскільки одним із основних принципів районування є його неперервність, тобто кожен об'єкт обов'язково повинен бути віднесений до якогось району, і між районами не повинно бути розривів. Система районування повинна розповсюджуватися на об'єкти однакової природи. У праці [9] сказано, що районування може виступати інформаційною базою для прийняття рішень про керування людською діяльністю, спрямованого на локалізовані об'єкти. Після складання схеми районування виконується оцінка території з погляду придатності до певного виду діяльності, у нашому випадку це забезпечення умови стійкості бортів кар'єру. Для цього всі показники кожного району зводяться до відповідних категорій визначеної шкали, далі виводиться загальна оцінка для кожного району. Для визначення відсотка впливу кожного фактора, за базу порівняння буде братися діапазон зміни коефіцієнта запасу стійкості без урахування фактора та з урахуванням його впливу на ділянку борту кар'єру. Вибір кількості зон необхідно визначати з урахуванням фактичних параметрів кар'єру.

1.3. Аналіз науково-технічної літератури з оцінки стійкості бортів кар'єрів

У сучасній практиці використовується низка методичних вказівок та інструкцій. Розгляд нормативних документів у царині оцінки стійкості бортів кар'єрів слід почати з методичних вказівок, розроблених в інституті ВНДМІ в 1972 році [10].

У методичних вказівках описано методи розрахунку стійкості бортів кар'єру та наведено основні розрахункові схеми для різних напрямків залягання порід відносно один до одного та до основи [10].

При розрахунках стійкості бортів кар'єрів у методичних вказівках [10, 11], рекомендовано використовувати типові розрахункові схеми, що характеризують основні різновиди інженерно-геологічних умов.

У 2008 році Міністерство промислової політики України в інституті проблем природокористування та екології НАН України під керівництвом А.Г. Шапаря опубліковано «Методичні вказівки з визначенню оптимальних кутів нахилу бортів, уступів і груп уступів залізорудних і флюсових кар'єрів» [12], де зібрано останні досягнення та розробки в галузі забезпечення стійкості укосів та бортів кар'єрів.

Методичні вказівки [12] є основним нормативним документом, на який посилається при проектуванні та забезпеченні стійкості бортів кар'єрів.

Інструкція, видана інститутом ВНДМІ в 1971 році [13], заклала основні принципи проведення маркшейдерських спостережень за стійкістю бортів діючих кар'єрів. До більш пізніх і наразі найбільш актуальних нормативних документів належать методичні вказівки 1987 року [14], випущені доповненням до інструкції [13]. Також існує декілька додаткових інструкцій, матеріали яких наразі використовуються за певних умов при відпрацюванні та проектуванні родовищ [15, 16].

Наразі розроблено достатньо великий обсяг типових схем розрахунків для різних умов залягання шарів, але на стійкість бортів кар'єрів у реальних умовах проявляє вплив додатковий комплекс факторів для кожного окремого

гірничотехнічного об'єкта, який є індивідуальним і потребує додаткового вивчення та врахування.

1.4. Інженерні методи оцінки стійкості бортів залізородних кар'єрів

1.4.1. Розрахунок стійкості за плоскою поверхнею ковзання

Цей метод розрахунку розробив Г. Франсе [17] у 1820 р. Далі В.Дж. Ренкін, шотландський інженер, фізик і механік, визначив коефіцієнт запасу як відношення границі міцності матеріалу до максимально допустимого напруження при дії дійсного або робочого навантаження на конструкцію. В. Дж. Ренкін також вказав на відмінність між постійно діючим навантаженням, яке може бути точно визначеним, і тимчасовим навантаженням, величина якого не може бути встановлена з такою самою точністю. Він уважав прийнятним значення коефіцієнта запасу $k=4,0$.

Далі розвитком теорії граничної рівноваги займалися учені: А. Како, Ф. Кеттер [7], Ресаль [18], В.В. Соколовський [7], Д.Т.Тейлор [19], Фронтард [18] та ін.

У теорії й практиці інженерні методи розрахунків стійкості породних укосів застосовуються для визначення коефіцієнта надійності експлуатації бортів та гірничих виробок. У вітчизняній практиці найширшого використання набули такі групи методів:

- методи алгебраїчного додавання сил по криволінійній (круглоциліндричній) поверхні зрушення;
- методи розрахунку через побудову багатокутника сил.

1.4.2. Метод алгебраїчного додавання сил

Цей метод за участю Г.Л. Фісенка було розроблено у Всесоюзному науково-дослідному інституті гірської механіки та маркшейдерської справи (ВНІМІ) у 1965 р [5, 20, 21]. В основу методу покладено певний порядок побудови найбільш імовірної поверхні ковзання, яка має круглоциліндричний вигляд. Для її

визначення знаходиться можлива ширина призми зсуву, осі головних напружень, намічається можлива поверхня ковзання в однорідних гірських породах. Ураховують, що елементарні поверхні ковзання, які можуть виникати в глибині масиву, де напруження не менші за $2\sigma \operatorname{tg}(45^\circ - \varphi/2)$ і розташовуються під кутом $45^\circ - \varphi/2$ до напрямку дії головних напружень. У такому разі додатково розраховують глибину виникнення поверхні ковзання в однорідних породах.

Після виконання розрахунків за декількома можливими поверхнями ковзання вибирають найслабкішу, за якою коефіцієнт запасу стійкості набуває мінімального значення. Вона й буде характеризувати цю ділянку масиву.

Утримувальні сили визначаються через гіпотезу Кулона-Мора, згідно з якою міцність гірської породи на зрушення обчислюється виразом (1.9), зрушувальні сили враховують тільки гравітаційну складову (1.10).

$$F_{\text{ymp}} = \sum_{j=1}^n \left(\gamma_j h_j \cos \varphi_j \right) \operatorname{tg} \rho_j + \sum_{j=1}^n C_j \ell_j, \quad (1.9)$$

$$F_{\text{зруш}} = \sum_{j=1}^n \left(\gamma_j h_j \sin \varphi_j \right), \quad (1.10)$$

де, h_j – висота розрахункового блока, м; C_j – молекулярне зчеплення в межах даного розрахункового блока, Па; γ_j – питома вага породи в межах розрахункового блока, Н/м²; ℓ_j – довжина поверхні ковзання в межах окремого розрахункового блока, м; φ_j – кут між горизонталлю й дотичною до кривої в точці, що є серединою основи розрахункового блоку, градуси ρ_j – кут внутрішнього тертя в межах даного розрахункового блока, градуси, n_j – кількість розрахункових блоків на які розбивається призма зрушення, шт.

При розрахунках за формулами (1.11) і (1.12) утримувальні та зрушувальні сили знаходяться з урахуванням геологічної й літологічної структури породного масиву.

Дана схема розрахунку стійкості досить легко перекладається на математичний апарат програмування, тому існує доволі багато комп'ютерних програм для розрахунку стійкості цим методом.

В інституті ВНДМІ лоя побудови поверхні ковзання сформульовано низку правил, які формалізовані у вигляді виразів [7, 13]. Розглянемо основні з них.

Глибина вертикальної тріщини відриву [13]:

$$H_{90} = \frac{2c}{\gamma \cdot g} \operatorname{ctg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2} \right) . \quad (1.11).$$

Ширина призми можливого обвалення:

$$a = \frac{2H \left[1 - \operatorname{ctg} \alpha \cdot \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha + \rho}{2} \right) \right] - 2H_{90}}{\operatorname{ctg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2} \right) + \operatorname{tg} \left(\frac{\alpha + \rho}{2} \right)} . \quad (1.12).$$

Для визначення кута між дотичною та горизонталлю на початку поверхні ковзання:

$$\omega = \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\rho}{2} \right) . \quad (1.13).$$

Формула для розрахунку кута входу поверхні ковзання у підшву основи або укосу:

$$\mu = \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2} \right) . \quad (1.14).$$

Дана група методів доволі поширена завдяки простоті застосування та оперативності отримання інформації, що в умовах постійного розвитку кар'єру є дуже важливим [5].

Але ці методи мають низку недоліків, оскільки вони не можуть урахувати велику різноманітність взаємовпливових факторів, навіть коли є додаткові дані за цими факторами, адже в схемі розрахунку не закладено можливість їх урахування. Наявність додаткових умов закладено в коефіцієнт структурного порушення, який містить лише узагальнювальну інформацію порушеності масиву й недостатньо повно враховує фактор впливу буропідричних робіт, порушеність масиву шахтними виробками, тріщинуватість масиву та інших факторів, що проявляють вплив на масив.

1.4.3. Метод побудови багатокутника сил

Найбільш універсальним методом оцінки стійкості бортів і укосів на практиці є метод багатокутника сил. Цей метод ураховує реакції між блоками, на які розбивається призма зрушення [5, 10, 12].

Використовуючи даний метод, точність розрахунків буде залежати від розташування границь між суміжними блоками та дії сил реакцій між ними (рис. 1.2).

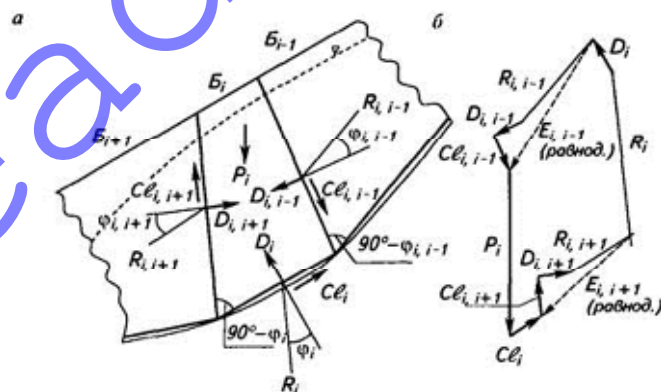


Рисунок 1.2. – Схема розподілення напрямків дії сил при розрахунках методом багатокутника сил:

a – сили, що діють на розрахунковий блок гірських порід B_i ; б – багатокутник сил

При цьому до розрахунків приймаються такі сили:

- $Cli_{i+1}, Cli_{i-1}, Cli$ – значення сил зчеплення, направлені паралельно до відповідних границь блока;
- Ri_{i+1}, Ri_{i-1}, Ri – реакції по границях блока;
- P_i – вага розглянутого блока;
- Di_{i+1}, Di_{i-1}, Di – сили гідростатичного тиску, які діють по границях блока.

Для розрахунку сил гідростатичного тиску використано формули (1.15), (1.16). Додавання векторів сил, які діють на призму можливого обвалення, що розбита на розрахункові блоки, виконується в аналітичному або графічному вигляді.

$$D_i = \gamma_B H_{cpi} \cdot l'_i, \quad (1.15)$$

$$\gamma_B H_{cpi} = \gamma_B \frac{H_{i,i-1} + H_{i,i+1}}{2} \quad (1.16)$$

Алгоритм побудови та оцінки результатів розрахунку за даним методом наведено в оглядовій статті [22].

У закордонній практиці, методи оцінки стійкості укосів можна розділити на методи розрахунків за круглоциліндричною поверхнею ковзання, наприклад, методи Фелленіус/Петтерсона [23], Бішопа [24], і методи розрахунків за багатокутною поверхнею ковзання, такі як метод Спенсера, ITF [25].

1.4.4. Закордонні методи розрахунків за круглоциліндричною поверхнею ковзання

На підставі проведеного аналізу закордонних методів цієї групи встановлено, що всі вони базуються на таких положеннях: масив ґрунту над поверхнею ковзання розподілено на блоки, розділяючи поверхні між якими вертикальні. Розподілення сил, що діють на блоки, представлено на рис. 1.4.

Метод Фелленіус/Петтерсона допускає лише загальне рівняння моменту рівноваги, складене відносно центру поверхні ковзання. Не враховуються нормальна й дотична сили між блоками X_i і E_i . Коефіцієнт надійності (Factor of safety) k_{FS} розраховується з виразу [26]:

$$k_{FS} = \frac{1}{\sum_i W_i \cdot \sin \alpha_i} \cdot \sum_i [c_i \cdot l_i + (N_i - u_i \cdot l_i) \cdot \tan \varphi_i] \quad , \quad (1.17)$$

де, u_i – пластовий тиск у блоці, c_i , φ_i – характеристики міцності порід, W_i – вага розрахункового блока, N_i – дія нормальної сили на ділянці поверхні ковзання, α_i – кут нахилу ділянки по поверхні ковзання, l_i – довжина ділянки блока поверхні ковзання.

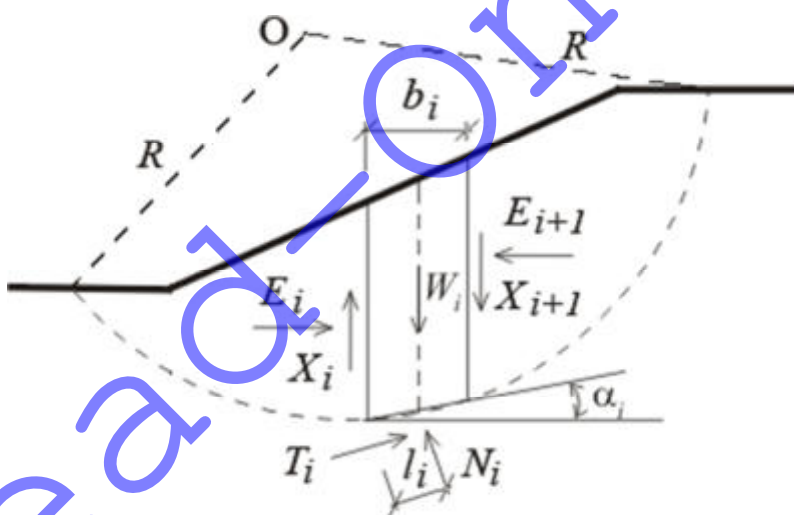


Рисунок 1.4. – Типова схема до розрахунків стійкості методами круглоциліндричної поверхні ковзання, де E_i , X_i – нормальна й дотична сили між окремими блоками; N_i , T_i – нормальна й дотична сили на окремих сегментах поверхні ковзання; W_i – вага окремих блоків

Слабке місце методу розрахунку, запропонованого Бішопом, у тому, що він не враховує сили, які діють на межі між блоками. Метод має у своїй основі узгодження рівняння моменту рівноваги й виразу дії вертикальної сили.

Коефіцієнт надійності FS визначається шляхом послідовного розв'язання рівняння [24]:

$$FS = \frac{1}{\sum_i W_i \cdot \sin \alpha_i} \cdot \sum_i \frac{c_i \cdot b_i + (W_i - u_i \cdot b_i) \cdot \operatorname{tg} \varphi_i}{\cos \alpha_i + \frac{\operatorname{tg} \varphi_i \cdot \sin \alpha_i}{FS_{req}}}, \quad (1.18)$$

де, u_i – пластовий тиск блока, що розглядається, c_i , φ_i – характеристики міцності порід, W_i – вага блока, α_i – кут нахилу ділянки поверхні ковзання, b_i – довжина ділянки поверхні ковзання.

Хоча ці методи й зараз можуть використовуватися для розрахунку стійкості, але вони, як і інші методи цієї групи, не включають алгоритм урахування додаткових факторів, які мають місце на практиці.

1.4.5. Метод Спенсера, розрахунок за багатокутною поверхнею ковзання

Цей метод заснований на загальних принципах, розроблених на основі граничної рівноваги. Його принцип полягає в узгодженні рівноваги сил і моментів, які пов'язані між собою і діють на окремі блоки. Розбиття блоків виконується через поділ ділянки над потенційною поверхнею ковзання площинами [25]. Сили, що діють на окремі блоки, представлені на рис. 1.5.

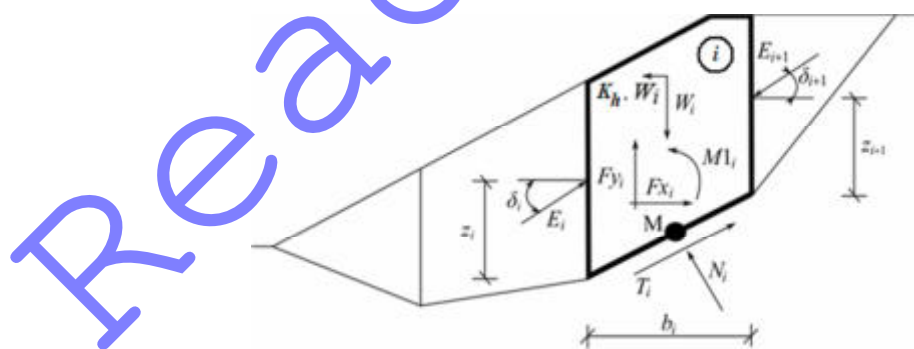


Рисунок 1.5. – розрахункова схема напрямку дії векторів за методом Спенсера

Передбачається, що кожний блок проявляє такі сили:

- W_i – вага блока, де враховано дію коефіцієнта сейсмічності;
- $K_h \cdot W_i$ – горизонтальна інерційна сила, яка представляє дію сейсмічних сил, K_h – коефіцієнт горизонтального прискорення, виражений за одиницю часу;

- N_i – вираження нормальної сили на поверхні ковзання;
- T_i – дотична сила на поверхні ковзання;
- F_{xi}, F_{yi} – додаткові горизонтальні й вертикальні сили, які проявляють вплив на блок;
- U_i – рівнодійна пластового тиску на i -й ділянці поверхні ковзання;
- E_i, E_{i+1} – сили, прикладені сусідніми блоками й нахилені відносно горизонтальної поверхні на кут δ ;
- MI_i – момент сил F_{xi}, F_{yi} , що обертаються навколо точки M , яка виступає центром i -ї ділянки поверхні ковзання.

Виконання розрахунків за методом Спенсера ґрунтується на таких положеннях:

- Роздільні поверхні між блоками завжди вертикальні;
- напрямок дії лінії ваги блока W_i перетинає центр i -ї ділянки поверхні ковзання, яка знаходиться в точці M ;
- сила N_i , що діє в центрі i -ї ділянки поверхні ковзання та знаходиться в точці M ;
- нахил сил E_i , які діють між блоками, залишається постійною величиною й дорівнює δ , на крайніх точках поверхні ковзання δ буде дорівнювати нулю.

Розв'язок набуде такого вигляду [25]:

$$N_i = N'_i + U_i, \quad (1.19)$$

$$T_i = (N_i - U_i) \cdot \operatorname{tg} \varphi_i + c_i \frac{b_i}{\cos \alpha_i} = N'_i \operatorname{tg} \varphi_i + c_i \frac{b_i}{\cos \alpha_i}, \quad (1.20)$$

$$N'_i + U_i - W_i \cos \alpha_i + k_h W_i \sin \alpha_i + F_{yi} \cos \alpha_i - F_{xi} \sin \alpha_i + \sum_{i+1} \sin(a_i - \delta_{i+1}) - E_i \sin(\alpha_i - \delta_i) = 0, \quad (1.21)$$

$$N'_i \frac{\operatorname{tg} \varphi_i}{FS} + \frac{c_i}{FS} \cdot \frac{b_i}{\cos \alpha_i} - W_i \sin \alpha_i - k_h W_i \cos \alpha_i + F_{yi} \sin \alpha_i + F_{xi} \cos \alpha_i - E_{i+1} \cos(a_i - \delta_{i+1}) + E_i \cos(\alpha_i - \delta_i) = 0. \quad (1.22)$$

Рівняння (1.20) відповідає умові, що описує відношення між нормальною й дотичною силами на даній ділянці поверхні ковзання. Вираз (1.21) відповідає рівнянню рівноваги сил у напрямку під прямим кутом до i -ї ділянки поверхні ковзання. Рівняння (1.22) представляє собою силу рівноваги, що діє вздовж i -ї ділянки поверхні ковзання. FS – коефіцієнт надійності, що використано для зведення параметрів характеристик міцності порід. Рівняння (1.23) описує рівняння моменту рівноваги, сформованої навколо точки M , а y_{gi} – вертикальна координата точки дії ваги блока, а y_m – вертикальна координата точки M .

Перетворивши вирази (1.19) та (1.20), одержуємо таку рекурсивну формулу [25]:

$$E_{i+1} = \frac{\left[(W_i - F_{yi}) \cos a_i - (K_k W_i - F_{xi}) \sin a_i - U_i + E_i \sin(a_i - \delta_i) \right] \cdot \frac{tg \varphi_i}{FS} + \frac{C_i}{FS \cdot \cos a_i} - (W_i - F_{yi}) \sin a_i - (K_k W_i - F_{xi}) \cos(a_i - \delta_i)}{\sin(a_i - \delta_{i+1}) \cdot \frac{tg \varphi_i}{FS} + \cos(a_i - \delta_i)}. \quad (1.20)$$

На основі цього відношення можна для δ і FS поступово обчислити всі сили E_i між блоками, виходячи при цьому з факту, що на початку поверхні ковзання значення E відоме: $E_l = 0$.

З рівняння моменту рівноваги (1.20) виводиться додаткова рекурсивна формула [25]:

$$Z_{i+1} = \frac{\frac{b_i}{2} \left[E_{i+1} (\sin \delta_{i+1} - \cos \delta \cdot tg \alpha_i) + E_i \cdot (\sin \delta_i - \cos \delta_i \cdot tg \alpha_i) + E_i \cdot z_i \cdot \cos \delta_i - M_l + K_n W_i (y_m - y_{gi}) \right]}{E_{i+1} \cdot \cos \delta_{i+1}}. \quad (1.21)$$

Ця формула дозволяє розрахувати для даних значень δ усі плечі z сил, які діють між блоками, через ліве значення на початку поверхні ковзання, коли $z_1 = 0$.

Коефіцієнт надійності FS визначається через ітераційний процес [25]:

1. Початкове значення δ дорівнює нулю.

2. Коефіцієнт надійності FS при $\delta=0$ знаходиться з рівняння (1.12), при цьому допускається, що значення E_{n+1} може дорівнювати нулю на кінці поверхні ковзання.

3. Значення δ знаходиться з рівняння (1.18) через значення E , що знаходиться на попередньому етапі розрахунків, за умови, коли момент на останньому блоці дорівнює 0. Вираз (1.20) не знаходить значення z_{n+1} , оскільки воно дорівнює 0. Щоб знайти його, воно повинно відповідати рівнянню рівноваги (1.19).

4. Етапи 2 і 3 необхідно повторювати до того часу, поки значення δ не зміниться.

На основі проведеного аналізу випливає висновок: дані методи розрахунку більш складні за попередньо розглянуті. Отримані побудови поверхні ковзання набувають більш складної форми та піддаються впливу конвергенції. Виникненню проблем з конвергенцією сприяють круті ділянки поверхні ковзання, оскільки вони виникають при різкому збільшенні навантажень і за рахунок цього набувають складної геометрії.

Найбільш сучасним та перспективним методом визначення стійкості бортів кар'єру визнано *метод кінцевих елементів*. Сутність методу полягає в тому, що виділяється деяка зона, у якій шукається рішення диференціальних рівнянь методом розбиття на кінцеве число підзон (елементів). У кожному з елементів довільно вибирається вид апроксимуючої функції. У простому випадку це поліном першої степені. За межами елемента апроксимуюча функція дорівнює нулю. Значення функцій на границях елементів (вузлах) є розв'язком задачі й заздалегідь невідомі. Коефіцієнти апроксимуючої функції зазвичай знаходяться з умови рівності значення сусідніх функцій вузлів елементів. Складається система лінійних алгебраїчних рівнянь. Кількість рівнянь дорівнює кількості невідомих значень вузлів, на яких знаходиться рішення вихідної системи, прямо пропорційне кількості елементів й обмежене лише можливостями обчислювальної техніки. Оскільки кожний елемент пов'язаний з обмеженою кількістю сусідніх, система лінійних алгебраїчних рівнянь має розріджений

вигляд, що суттєво спрощує її розв'язок. Складаються матриці жорсткості (матриця Дідіхле) та мас. Далі на ці матриці накладаються граничні умови та складається система лінійних рівнянь, яка розв'язується одним із методів [22, 27].

Коефіцієнт запасу стійкості за методом кінцевих елементів розраховувався в програмі Plaxis 8.2, результати розрахунків наведено на (рис. 1.6, рис. 1.7).

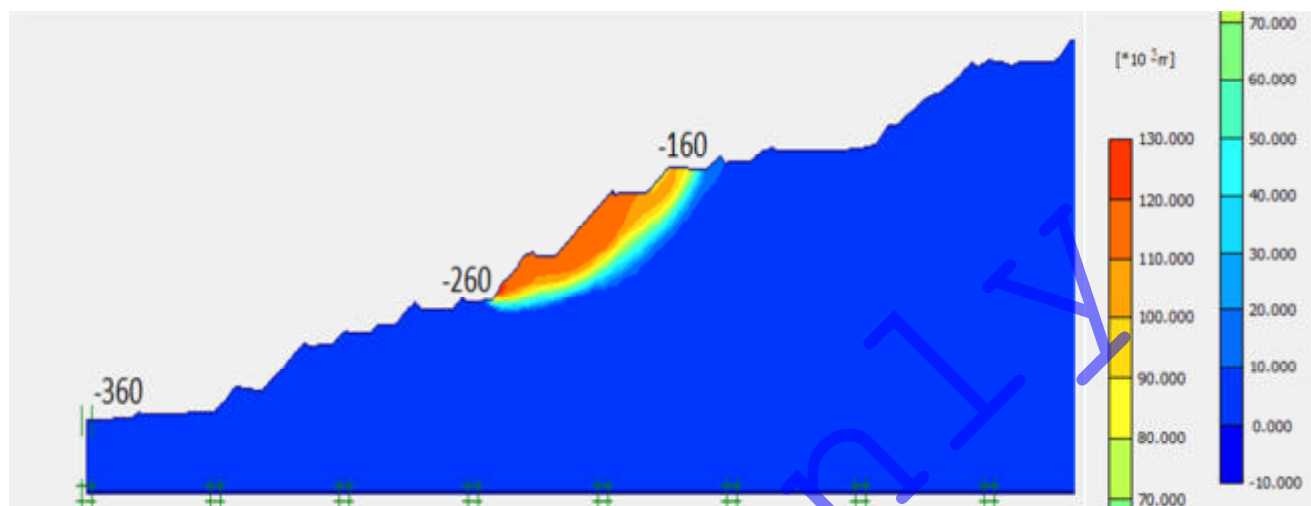


Рисунок 1.6. – Схема розрахунку коефіцієнта запасу стійкості за методом кінцевих елементів для профілю 0–1 Інгулецького кар'єру

Провівши порівняння методів оцінки стійкості борту Інгулецького кар'єру, встановлено, що для методу Г.Л. Фісенка $\min K_{ЗС}$ дорівнює 2,502, при розрахунку за методом Спенсера $\min K_{ЗС}$ склав 2,486, та при визначенні методом кінцевих елементів отримано $\min$ значення $K_{ЗС}$ 2,3102.

На основі розрахунків виявлено, що метод кінцевих елементів є найбільш сучасним і точним, оскільки дозволяє не тільки виконати розрахунок $K_{ЗС}$, а й самостійно знаходити найбільш слабкі місця в масиві, за рахунок чого отримано наступне розподілення $K_{ЗС}$, розрахованими за різними методами: відмінність розрахунку для умов Інгулецького кар'єру між методами, запропонованими Г.Л. Фісенком та Спенсером склала до 3%, а між Г.Л. Фісенком та методом кінцевих елементів - 8%. За результатами розрахунку складено графік розподілення коефіцієнтів запасу стійкості за профілем 0-1 (1.8).

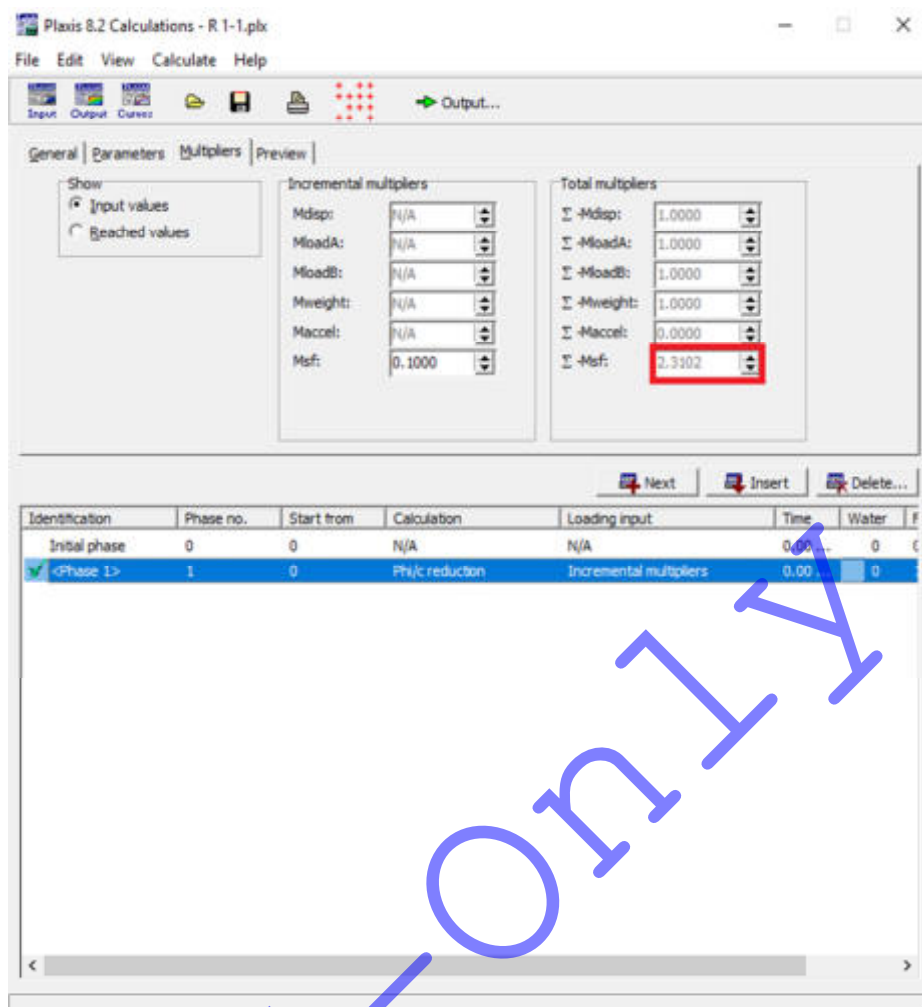


Рисунок 1.7. – Результати розрахунку за методом кінцевих елементів програмою Plaxis 8.2

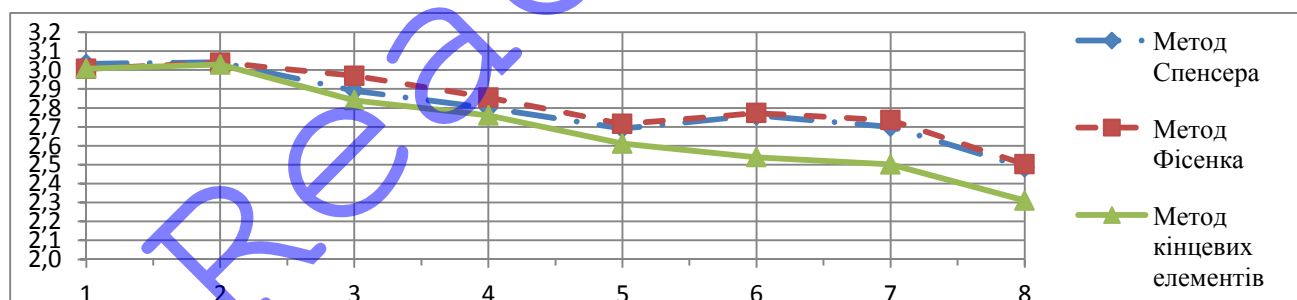


Рисунок 1.8. – Графік розподілення коефіцієнта запасу стійкості щодо методів розрахунку для одного перерізу

Порівняльний аналіз показує великий ступінь теоретичного обґрунтування та подібності методів розрахунків бортів кар'єрів. Отримані результати розрахунків мають високий ступінь кореляції між собою, розходження яких не перевищує 8%, однак, незважаючи на це, під час розробки корисних копалин відкритим способом постійно спостерігаються деформаційні явища.

1.5. Загальна характеристика факторів, що впливають на стійкість відкритих гірничих виробок

Планування глибоких кар'єрів базується на вивченні інженерно-геологічних умов розміщення кар'єрних полів, наслідком якого є районування кар'єру за фактором стійкості уступів та бортів. Цілісність уступів і бортів залежить, перш за все, від стану прибортового масиву, на який впливає багато факторів. Основними з цих факторів у праці виділено такі наявність шахтних виробок у межах кар'єрного поля, гідрогеологічні умови, тріщинуватість, геометричні параметри кар'єру та ін. Стійкість бортів кар'єру пов'язана з впливом природних і техногенних факторів. Відомо, що природні фактори є практично некеровані, а вплив техногенних факторів обумовлений виробничими процесами, тому ними можна керувати й таким чином перерозподіляти навантаження на масив.

Дослідженнями параметрів бортів кар'єрів та їх стійкістю займалися такі вчені: А.М. Гальперін, Е.Л. Галустян, М.М. Мельников, Ю.М. Ніколашин, С.З. Поліщук, В.М. Попов, В.В. Ржевський, Г.Л. Фісенко, В.А. Фокін, А.Г. Шапар та багато інших. Їхні дослідження спираються на визначення коефіцієнта запасу стійкості, коли є послаблювальні фактори. [10, 28, 29, 30, 31].

На стійкість укосів і бортів впливають численні фактори: геологічні, гідрогеологічні й гірничо-технічні, а також кліматичні умови. Стійкість укосів зменшується зі зменшенням характеристик опору зрушенню (зчеплення й внутрішнє тертя), збільшенням тріщинуватості порід у масиві й кількості розривних геологічних порушень. Формування поверхонь ковзання та їх положення в масиві значною мірою залежить від орієнтування поверхонь ослаблення, зокрема шаруватості, сланцюватості, тектонічної порушеності; ці фактори найчастіше є вирішальними при проведенні оцінки стійкості відкосів.

Важливий вплив на стійкість укосів проявляють водоносні горизонти, водойми, відкриті й підземні водотоки поблизу кар'єру. Гідростатичний тиск зменшує нормальну складову ваги порід завдяки своєму навантаженню на

поверхню ковзання. Це призводить до зменшення сил тертя, а також до зниження ступеня стійкості укосів. Стійкість укосів уступів змінюється залежно від комбінованого впливу як природних, так і техногенних умов, а також процесів які відбуваються в межах масиву борту, що врешті стають причинами виникнення деформацій [28, 32, 33, 34].

У цій праці пропонується розробити методику розрахунку, яка дозволить об'єднати фактори, що впливають на стійкість масиву, та на основі їх об'єднання знаходити найслабші ділянки бортів глибоких кар'єрів. Нехай об'єднане значення всіх факторів, що беруться до розрахунку, має назву «інтегральний показник». На підставі даних за інтегральним показником у певній ділянці кар'єру пропонується розробити заходи з недопущення реалізації зрушень, тобто боротися з їх причинами.

До причин виникнення зрушень належать як техногенні процеси, так і природні явища. Розгляду цих причин присвячено багато праць, а їх класифікація й види описано в працях [34, 35].

Переміщення мас ґрунту є найчастішою причиною розвитку деформаційних процесів [34, 35]: проходки виїмок, траншей, напіввиїмок, підрізання укосів, формування в межах борту насипів та відвалів, іншого виду складних споруд, проходки підземних гірничих виробок, що створюють додаткове навантаження на ділянку борту.

1.5.1. Природні фактори

Кліматичні умови

Місце розташування району родовища та його кліматичні умови впливають на вивітрювання порід, унаслідок чого зменшується їх міцність і стійкість в укосах [36]. Є. П. Ємельянова [29] виділила 5 кліматичних зон та періоди в році, коли коефіцієнт запасу стійкості набуває найбільших і найменших величин. Цей фактор є незмінним для окремо взятого родовища на весь період його існування, тому в розрахунку для визначення інтегрального показника його вплив не

враховується.

Фактор тріщинуватості

Під фактором тріщинуватості розуміємо вплив тріщин (які знаходяться в масиві й частково виходять на поверхню) на загальну стійкість ділянки борту кар'єру.

Тектонічні порушення проявляють найбільший вплив у тих випадках, коли вони направлені під кутом менше 45° до простягання укосів у разі падіння тектонічних порушень під кутом [21]:

$$\beta > \arctg \frac{\operatorname{tg} \rho'}{\cos \delta}, \quad (1.22)$$

де δ – кут між лініями простягання від укосу та напрямком тектонічного порушення;

ρ' – кут внутрішнього тертя в напрямку тектонічного зрушення.

Причинами обвалів укосів та уступів часто стають тектонічні тріщини великої протяжності, поздовжні (паралельні укосу й нашаруванню) або діагональні, що перетинаються між собою та з укосом, які часто стають причинами обвалів укосів уступів і порушення суцільності берм [1, 37, 38, 39, 41].

Порушеність масиву за фактором тріщинуватості в праці планується розглядати на основі фрактального підходу аналізу зображень. Цей підхід для аналізу порушеності масиву даним фактором є новим, хоча сама концепція фрактального підходу на основі аналізу зображення об'єкта розглядалася багатьма вченими, такими як Б.Мандельброт, А.Ф. Булат, М. Ю. Яблоков [40, 42, 43, 44, 45].

Гідрогеологічний фактор

Гідрогеологічний фактор негативно впливає на стан стійкості укосів за рахунок поверхневого стоку атмосферних вод, гідродинамічного тиску й гідростатичного зважування, обводнення контактів шарів, кути падіння яких направлені в бік кар'єру, наявність водоносних горизонтів, на мінливість рівня

вод депресійної воронки [46, 47, 48, 49].

Рідина впливає на м'які породи тпким чином:

1. Створює додатковий тиск з боку внутрішньопорової рідини на частинки породи, що впливає на розподілення напружень у твердій частині масиву.
2. Рідина, яка знаходиться у порах породи, впливає на зв'язки між мінеральними складовими, що відображається на фізико-механічних властивостях.

Це впливає на загальну стійкість укосів і може стати причиною зсувних явищ. Вплив підземних вод зводиться до зміни механічних властивостей порід, зміни напруженого стану порід поблизу укосу й розвитку процесів механічного руйнування й зносу [2, 5, 10, 47, 50, 51].

Гідрогеологічні умови родовищ належать до факторів, що визначають просторові закономірності розповсюдження інженерно-геологічних процесів [52]. На не порушеному деформаціями борті гідрогеологічні умови перерозподіляються після прояву деформаційних процесів. Підземні води часто живлять породи, які формують схил, у такий спосіб обтяжуючи й розріджуючи їх, створюючи гідродинамічний і гідростатичний тиск, який стає причиною суфозії, тобто створює низку умов, що сприяють руху порід по схилах. Для умов глибоких кар'єрів вплив цього фактора на скельні горизонти незначний. Фактор планується розглядати на основі проведених досліджень водо припливів планується у в різних ділянках кар'єрного поля, де присутній вихід води, а також провести районування за критерієм водопритоку.

Фактор стійкості

Фактор стійкості за своєю суттю - це розрахунок стійкості ділянки борту кар'єру без урахування його порушеності іншими факторами. Фактор стійкості об'єднує геологію та геометрію ділянки борту кар'єру, літологічний склад порід та їх залягання в масиві. Зараз одним із найбільш поширених методів розрахунку стійкості борту є метод, запропонований Г.Л. Фісенком [5, 20], але найбільш сучасним є метод кінцевих елементів [27, 53], тому в праці планується розглянути декілька методів розрахунку стійкості й результати, отримані з найбільшою

точністю, узяти як критерій оцінки за даним фактором.

1.5.2. Техногенні фактори

Техногенні фактори – це результат діяльності людини в процесі відпрацювання родовища. Вони проявляють себе таким чином:

- у вигляді динамічного навантаження й динамічного впливу на масив (вібрації при роботі двигунів та обладнання, навантаження й вібрація від транспортування породи за рахунок автосамоскидів, залізничного транспорту або конвеєрної стрічки, екскаваторів, вплив буропідричних робіт тощо);
- впливають на гідрологічні й термічні умови, явища поверхневого змиву та розмиву;
- проведення буропідричних робіт;
- вплив на міцність порід через просочування води з органічними та мінеральними сполуками.

Буропідричні роботи є одним із основних факторів, що впливає на схеми формування бортів глибоких кар'єрів. Вони мають вплив на кінцевий контур кар'єру, а тому - і на загальну стійкість, особливо на кінцевих етапах відпрацювання родовища.

Фактор сейсмічного впливу буропідричних робіт

Вплив цього фактора обумовлений необхідністю періодичного проведення буропідричних робіт. При виконанні масового підривання свердловин відбувається порушення гірського масиву навіть за граничним контуром уступів. На розмір зони такого порушення впливають: маса вибухової речовини при підриванні та фізико-механічні властивості порід. Найбільш придатні до руйнування шари на контактах між породами та сланцюваті породи. У цьому разі руйнування носить характер формування поверхні ослаблення з розкриттям тріщин у напрямку направлення вибуху. [12, 54, 55, 56].

Такий вид руйнування порід простежується у випадку шаруватої структури, коли кути падіння шарів направлені у бік масиву. Дуже розвинені тектонічні порушення, зазвичай падають убік вільної поверхні укосу [57, 62].

Цей фактор планується досліджувати на основі фактичних паспортів ведення буропідричних робіт, а для аналізу порушеності масиву ввести до формули розрахунку стійкості масиву додаткову частину на основі робіт К.А. Федіна [63, 64], яка буде описувати параметри дії вибуху на масив.

Фактор впливу підземних гірничих виробок

Вплив підземних гірничих виробок проявляє себе за умови, коли розробка ведеться комплексним відпрацюванням родовища з використанням як відкритого, так і підземного способів розробки. Навіть за умови, коли шахтні виробки повністю погашені, масив залишається порушеним і проявляє негативний вплив на стійкість бортів кар'єру, де має місце наявність таких виробок. Для умов Кривбасу наявність шахтних полів у межах кар'єрних є однією з проблем, на яку необхідно постійно звертати увагу, а також слідкувати за проявами впливу шахти на поверхню. Прояв реалізується у вигляді: виходу воронок, наявності зон підвищеної тріщинуватості або виходу старих виробок у масиві, що складає борт кар'єру. Так, для умов Інгулецького кар'єру такий прояв найбільш очікуваний у районі північного борту, де частково відпрацьовані виробки шахти «Центральна», а для умов Глеюватського кар'єру №1 уже не раз спостерігалися виходи та перепуски воронок на східному борту кар'єру.

Геометрія кар'єру проявляє вплив на стійкість бортів кар'єру таким чином: чим більша висота й менша кривизна борту, тим більш сприятливими є умови для виникнення деформацій. При куті нахилу борту понад 35° переважають поверхневі деформації, до яких належать потоки та опливини, при менш крутих кутах виникають зсуви. Таке твердження правильне в тому разі, якщо всі інші умови будуть схожими. Форма кар'єру також впливає на стійкість його бортів. При ввігнутій формі ділянки бортів є більш стійкими, а опуклі й навислі мають понижений коефіцієнт запасу стійкості [61, 58, 59].

Фактор об'ємності та його вплив полягає в тому, що в умовах об'ємної

задачі, коли на торцеві ділянки починають впливати сили бокового розпору можна ввести поправку до кута нахилу борту, яка зробить його більш крутим, залишаючи деякий ліміт безпечного КЗС недоторканим. Більшість розрахунків параметрів стійкості укосів виконуються для умов плоскої задачі за умови, коли довжина укосів майже в 4 рази перевищує параметр їх висоти. Оскільки відпрацювання сучасних залізородних кар'єрів передбачається до глибин понад 600м, то у проектному вигляді вони набувають круглої або овальної форми в плані, що дозволяє збільшити сили бокового розпору на ділянках борту. Прикладом урівняного стану сил бокового розпору слугують стінки бурової свердловини, що перебувають у стані рівноваги, практично при будь-яких параметрах свердловини. Якщо збільшити радіус кривизни борту кар'єру r на декілька порядків і прийти до граничних значень у $r \rightarrow \infty$, рівняння, що описують ділянки кар'єру, будуть відповідати умовам плоскої задачі. За таких умов можна забезпечити вертикальне стояння стінок кар'єру лише до певної глибини, що відповідає H_{90} (H_{90} – глибина виникнення площини ковзання) [65, 60].

Отже, розв'язання задачі в такій постановці дозволяє збільшити кути нахилу бортів на величину від $1-3^\circ$ до $20-25^\circ$. Значення поправок будуть залежати від фізико-механічних властивостей порід, що формують борт, а також від закладених у проекті параметрів бортів [66, 37, 67, 68, 69, 70, 71, 72].

За результатами аналізу факторів, які впливають на стійкість борту кар'єру, для дослідження виділено такий комплекс факторів: геометрія бортів кар'єру, включена до фактора стійкості, фактор тріщинуватості, гідрогеологічний фактор, вплив буропідричних робіт, фактор впливу підземних гірничих виробок і фактор об'ємності. Для вибору критерію оцінки кожного фактора необхідно визначити його вплив на загальну складову коефіцієнта запасу стійкості та взяти за базу порівняння відсоток відношення коефіцієнта запасу стійкості борту без урахування кожного окремого фактора та з урахуванням цього фактора.

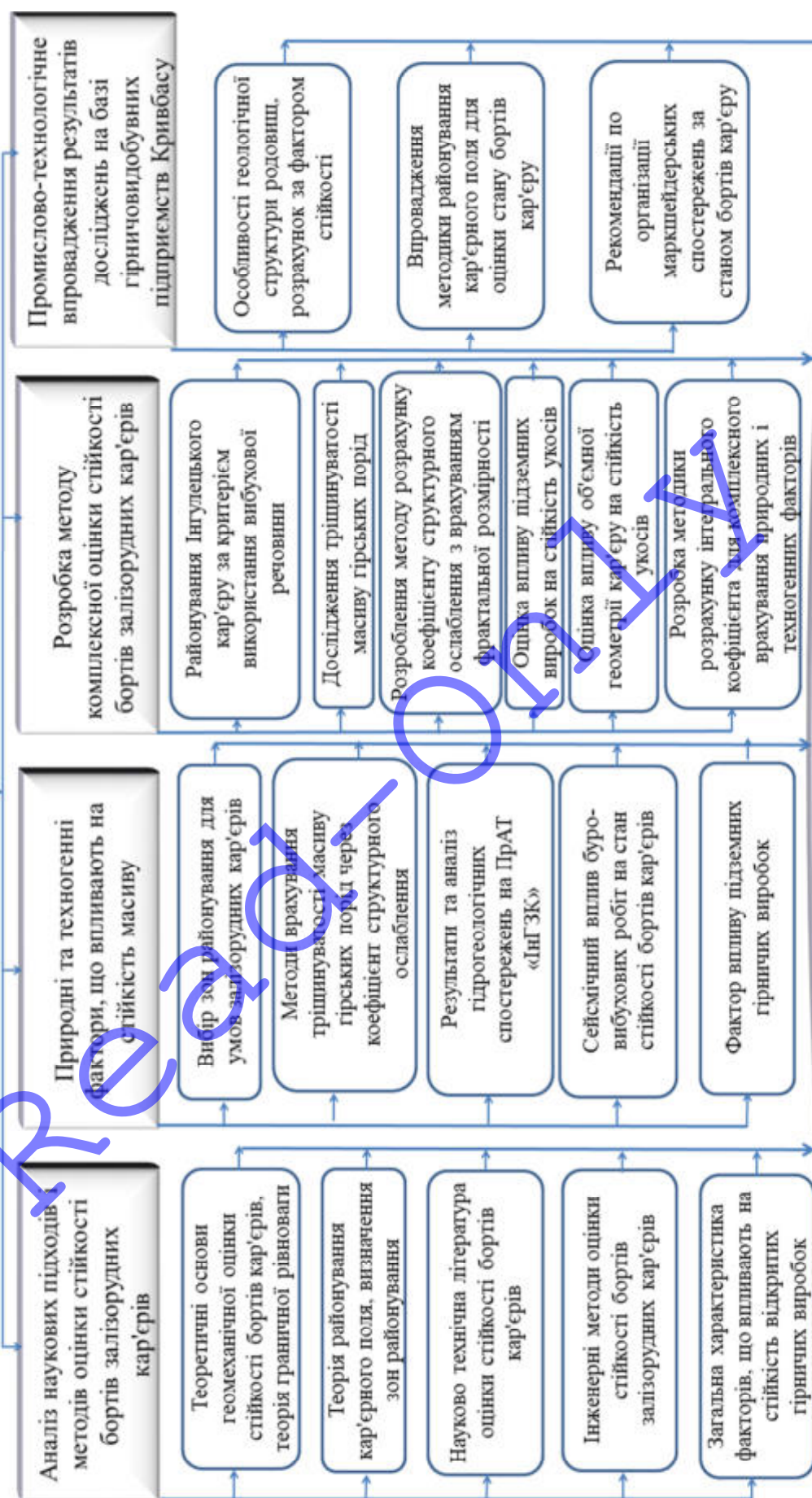
Для дослідження виділених факторів та виконання оцінки стану масиву гірських порід при відпрацюванні залізистих кварцитів відкритим способом складено структурно-логічну схему досліджень з вибором оптимального плану

проведення досліджень, який дозволить розв'язати завдання, поставлені в дисертаційній праці, розробити на підставі проведених досліджень підхід для проведення оцінки стійкості бортів при відпрацюванні родовищ залізистих кварцитів відкритим способом, виконати впровадження результатів дослідження на гірничодобувних підприємствах.

Read-Only

Структурно-логічна схема досліджень

КОМПЛЕКСНА ОЦІНКА СТАНУ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ РОЗРОБЦІ ГЛИБОКИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ



Оцінка стійкості гірських порід при відпрацюванні родовищ залізистих кварцитів та розробка рекомендацій для ведення маркшейдерських спостережень

1.6. Висновки до першого розділу

1. Найбільш поширені сучасні теорії розрахунку стійкості бортів кар'єрів базуються на умові граничної рівноваги, яка є основою розрахунку міцнісні властивості порід.
2. Методи розрахунку стійкості здебільшого базуються на умові Кулона-Мора й для розрахунків використовують фізико-механічні властивості гірської породи, такі як зчеплення й кут внутрішнього тертя. До нормативних теорій розрахунку належить метод багатокутника сил та метод алгебраїчного додавання сил по поверхні ковзання.
3. На основі аналізу підходів до оцінки стійкості встановлено, що вони здебільшого недостатньо враховують комплекс взаємовпливових факторів, які обумовлюють стійкість ділянок борту кар'єру. Застосування теорії районування дозволить із більшою точністю проводити оцінку поточного стану бортів кар'єрів на етапі їх промислової розробки.
4. Для виконання максимально повної оцінки стійкості бортів кар'єрів треба використовувати теорію районування, на основі якої виконувати комплексний факторний аналіз, включаючи до нього максимально широкий діапазон взаємовпливових факторів.
5. Виділено фактори та обрано напрямки для визначення критеріїв для оцінки факторів і врахування їх впливу на загальну стійкість масиву з урахуванням подальшого визначення дії факторів на стійкість борту кар'єру.

Список використаних джерел за розділом 1

1. Галустьян Э.Л. Геомеханика открытых горных работ / Э.Л. Галустьян. – М.: «Недра», 1992. – 272с.
2. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ / А.М. Гальперин – М.: Издательство МГГУ, 2003. – 473с.
3. Несмашный Е.А. Оптимизация параметров открытых горных выработок / Е.А. Несмашный – Кривой Рог: Минерал, 1999. – 118с.
4. Сергеева Е.М. Теоретические основы инженерной геологии. Механико-математические основы / под. редакцией академика Е.М. Сергеева – М.: «Недра», 1986 г. – 254с.
5. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов / Г.Л. Фисенко - М.: Недра, 1965. – 375с.
6. Александров А.В. Соппротивление материалов / А.В. Александров, В.Д. Потапов, Б.П. Державин – М.: Высшая школа, 2007–560с.
7. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды / В.В. Соколовский – М.: Гостехиздат, 1954. – 275 с.
8. Михайлов Н. И. Физико-географическое районирование / Н.И. Михайлов – М.: Изд-во МГУ, 1986. – 183 с.
9. Об использовании ландшафтных карт и схем природного районирования в прикладных целях / Л.И. Мухина // Современные проблемы природного районирования. М. 1975. С. 135-146.
10. Козлов Ю.С. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров / Ю.С. Козлов, А.М. Мочалов, В.И. Пушкарев, В.Т. Сапожников, – Л.: ВНИМИ, 1972. – 166с.
11. Методические указания по изучению трещиноватости массива скальных пород для решения задач механики горных пород – Белгород, Препр./ Минчермет СССР. ВИОГЕМ, 1976. – 59с.

12. Методичні вказівки з визначення оптимальних кутів нахилу бортів, укосів уступів і відвалів залізорудних та флюсових кар'єрів / під ред. проф. А.Г. Шапаря. – К., 2009. – 201с.
13. Инструкция по наблюдениям за деформацией бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости / Утв. Госгортехнадзором СССР 21.07.70, Минуглепром СССР. -Л.: ВНИМИ, 1971. – 187с.
14. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости. Л.: ВНИМИ, 1987. – 118с.
15. Временная инструкция по проектированию осушения месторождений полезных ископаемых черной металлургии СССР / Утв. зам. министра 15.05.81, протокол № 176.- Белгород: ВИОГЕМ, 1982. – 111с.
16. Инструкция по определению границ зон, опасных по прорывам воды в горные выработки: / Утв. зам. министра ЧМ УССР Н.Ф. Филиповым 04.12.85, Белгород: ВИОГЕМ, 1985. – 36с.
17. Попов И.И. Устойчивость породных отвалов / И.И. Попов, П.С. Шпаков, Г.Г. Поклад Алма-Ата: Наука КазССР, 1987. – 224с.
18. Терцаги К. Механика грунтов в инженерной практики / К. Терцаги Пек. – М.: Госстройиздат, 1958. – 607 с.
19. Чугаев Р.Р. Расчет устойчивости земляных откосов и бетонных плотин на нескальном основании по методу круглоцилиндрических поверхностей обрушения / Чугаев Р.Р. – М-Л.: Госэнергоиздат, 1963. – 144 с.
20. Фисенко Г.Л. Методы количественной оценки структурных ослаблений массива горных пород в связи с анализом их устойчивости / Г.Л. Фисенко – В кн.: Современные проблемы механики горных пород. Л., Наука 1972. – С. 4–29.
21. Фисенко Г.Л. Укрепление откосов в карьерах / Г.Л. Фисенко, М.А. Ревазов, Э.Л. Галустьян Э.Л. – М., Недра, 1974. – 208с.

22. Болотников А.В., Романенко А.А., Анализ и систематизация методов оценки устойчивости бортов карьеров / А.В. Болотников, А.А. Романенко // Вісник Криворізького національного університету, – 2017. №44. С. 188-193.
23. Тихвинский И.О. Рекомендации по количественной оценке устойчивости оползневых склонов / И.О. Тихвинский – М.:ПНИИИС, Стройиздат, 1984. – 80с.
24. Bishop A.W. The Use of the Slip Circle in the Stability Analysis of Slopes / A.W. Bishop Geotechnique, Great Britain, Vol. 5, No. 1, Mar., 1955. – pp. 7–17.
25. Spencer E. A method of analysis of the stability of embankments assuming parallel interslice forces / Géotechnique, 17(1): 1967 – pp. 11–26.
26. Petterson K.E. The early history of circular sliding surfaces. / Petterson K.E. – Geotechnique 5.: 1955. – pp. 275-296.
27. Вержбицкий В. М. Основы численных методов. / В. М. Вержбицкий– М.: Высшая школа, 2009. –840с.
28. Аренс В.Ж. Основы методологии горной науки / В.Ж. Аренс – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. – 223с.
29. Емельянова Е.П. Основные закономерности оползневых процессов / Е.П. Емельянова –М.:Недра, 1972. – 310с.
30. Коломенский Н.В. Инженерная геология / Н.В. Коломенский, И.С. Комаров– Ярославль, высшая школа, 1964. – 228с.
31. Полищук С.З. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров / Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И. и др. – Днепропетровск: Полиграфист, 2001. – 371с.
32. Демин А.М. Проблемы контроля устойчивости приоткосных массивов и пути их решения / А.М. Демин // Горный журнал.-1997, №1. – С. 21–24.
33. Инструкция по расчету устойчивости бортов разрезов при их ликвидации и обеспечению сохранности прилегающих к разрезам территорий / утв. Минуглепромом СССР 017.01.77. согл. Госгортехнадзором СССР 21.12.1976. Срок действия не ограничивается. – Л., 1977. – 56с.

34. Цытович Н.А. Механика грунтов / Н.А. Цытович– М., Недра 1963. – 636с.
35. Соколовский А.К. Общая геология: ученик: в 6т. / А.К. Соколовский. – 2-е изд. – М.: КДУ, 2006. – 448с.
36. Попов И.И. Борьба с оползнями на карьерах / И.И. Попов, В.П. Окатов – М.: Недра, 1980. – 239с.
37. Еремин Г.М. Применение новых расчетных методов определения параметров откосов бортов в скальных массивах пород / Г.М. Еремин // МГГУ, ГИАБ. - №8.-2000. – С.65–68.
38. Расширение карьера ОАО «ИнГОК» в юго-восточном направлении. Рабочий проект. Определение допустимых результирующих углов наклона борта карьера при его расширении в юго-восточном направлении // Отчет о НИР // Харьков 2010г. – 48с.
39. Karato Sh.-I. (Eds.) Plastic Deformation of Minerals and Rocks / Sh.-I Karato., H.-R. Wenk, Mineralogical Society of America, 2002, – pp. 54–60.
40. Mandelbrot B. The Fractals Geometry of Nature / Mandelbrot B. №4. - Freeman. – San Francisco, 1982.
41. Глушко В.Т. Инженерно-геологические особенности железорудных месторождений / В.Т. Глушко, В.Г. Борисенко – М.: Недра, 1978. – 253 с.
42. Булат А.Ф. Фракталы в геомеханике / А.Ф. Булат, В.И. Дырда – Киев: Наукова думка, 1995. – 356с.
43. Кроновер Р.М. Фракталы и хаос в динамических системах / Р.М. Кроновер – М., 2000 – 352с.
44. Федер Е. Фракталы / Е. Федер – М.: Мир, -1991. – 254с.
45. Яблоков М.Ю. Определение фрактальной размерности на основе анализа изображений / М.Ю. Яблоков // Физическая химия. - 1999. - №2. – С.73.
46. Андерсон Д.Г. Интересные случаи из практики инженерной геологии / Д.Г. Андерсон, К.Ф. Триг – М., 1981. – 224с.
47. Гальперин А.М. Гидрогеология и инженерная геология / А.М. Гальперин, В.С. Зайцев, Ю.А. Норватов – М.; Недра, 1989. – 383с.

48. Геолого-геофизическое, инженерно-геологическое и гидрогеологическое картирование территории отвалов Ингулецкого ГОКа с целью прогнозирования и предупреждения оползневых явлений / ГНИГРИ// Отчет по НИР – Кривой Рог, 2002 г.
49. Геометризация месторождений полезных ископаемых / Под редакцией профессора, доктора технических наук. В.А.Букринского, канд.техн.наук Ю.В.Коробчяко. М.: Недра,1977. – 376 с.
50. Литвинов А.А. Учет гидростатического взвешивания при оценке устойчивости откосов / А.А. Литвинов, К.И. Фоменко // Вопросы осушения месторождений полезных ископаемых – 1967. – №9 – Белгород: Ин-т ЦНИИ горосушение – С.90–99.
51. Несмашный Е.А., Ткаченко Г.И., Болотников А.В., Романенко А.А. Определение коэффициента структурного ослабления скального массива Ингулецкого карьера на основании фрактального анализа / Е.А. Несмашный, Г.И. Ткаченко, А.В. Болотников, А.А. Романенко // Вісник Криворізького національного університету, 2015. – №39. – С.113-117.
52. Дополнение к НИР: «Расширение карьера ПАО «ИнГОКа» в юго-восточном направлении» - Харьков – 2012. – 45с.
53. Зенкевич О., Чанг М. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред / О. Зенкевич, М. Чанг // пер. с англ.- М. Недра, 1974. – 234с.
54. Зобнин В.И. О критериях оценки устойчивости откосов / В.И. Зобнин // Устойчивость и технология формирования бортов и отвалов на глубоких карьерах: Сб. научн. тр. – Свердловск: Институт горного дела МЧМ СССР, 1987. – №83. – С.22–27.
55. Методическое пособие по комплексной геофизической диагностике породного массива и подземных геотехнических систем // Днепропетровск, ИГТМ НАН им. Н.С. Полякова НАН Украины, 2004. – 75с.
56. Несмашний Е.О. Прогноз стійкості та оптимізація параметрів відкритих гірничих виробок з урахуванням їх деформованого стану // Дис. на здоб.

наук. ступ. докт. техн. наук // Криворізький технічний університет: 1999. – 211с.

57. Корректировка проекта первая очередь вскрытия и разработки нижних горизонтов карьера ИнГОКа для поддержания его мощности / – Кривой Рог – 2011. – 48с.
58. Саваренский Ф.П. Инженерная геология. / Ф.П. Саваренский // Изд. 2 М.-Л. ГОНТИ, 1939. – 488с.
59. Хуан Я. Х. Устойчивость земляных откосов / Я. Х. Хуан / Пер. с англ. В.С. Забавина; под ред. В.Г. Мельника. – М.: Стройиздат, 1988. – 240с.
60. Кузнецов М.А. Сдвигение горных пород на рудных месторождениях / М.А. Кузнецов, А.Г. Акимов, В.И. Кузьмин, и др. – М., Недра, 1971. – 224с.
61. Гайдин А.М., Певзнер М.Е., Смирнов Б.В. / Прогнозная оценка инженерно-геологических условий разработки месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1983. – 310с.
62. Марков Е.Е. Обоснование параметров карьеров с учетом риска / Марков Е.Е. – (Препр. / ДВО АН СССР. Институт экономических и международных проблем освоения океана). Владивосток, 1989. – 43с.
63. Федин К. А. Численная оценка сейсмического влияния массовых взрывов на устойчивость породных уступов / К. А. Федин // Вісник Криворізького національного університету. - 2014. - Вип. 36. – С.23–27.
64. Федин К.А. Определение величины ударных воздушных волн при проведении массовых взрывов на карьере ОАО "ЮГОК" / К. А. Федин // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. — Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2013. — Вип. 111. — С. 174-180.
65. Полищук С.З. Оценка влияния объемного фактора на напряженное состояние и устойчивость горного массива / С.З. Полищук – ИГТМ АН УССР. – Днепропетровск, 1985. –13с.
66. Глушко В.Т. Физико-механические свойства пород и руд Кривбасса. / В.Т. Глушко, С.Г. Борисенко– К.:Наукова думка, 1978. – 120 с.

67. Мироненко В.А. Основы гидромеханики. / В.А. Мироненко, В.М. Шестаков – М.: Недра, 1974. – 296с.
68. Трубецкой К.Н. Открытые горные работы: Справочник / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 500с.
69. Полищук С.З. Методы теории управления состоянием массивов горных пород в задачах природно-техногенной безопасности / Полищук С.З. // Екологія і природокористування. Зб. наук. праць ІППЕ НАН України. – Дніпропетровськ. - 2003. – Вип.5. – С.221–230.
70. Полищук С.З. Геомеханические задачи рационального природопользования на открытых горных работах / С.З. Полищук – Киев: Наукова думка, 1998. – 180с.
71. Рыбин В.В. К оценке величины коэффициента запаса устойчивости борта карьера в скальных породах / В.В. Рыбин // МГГУ, ГИАБ. - №2. -2011г. – С.177–183.
72. Шапарь А.Г. Механика горных пород и устойчивость бортов карьеров. / А.Г. Шапарь – К.: Вища школа, 1973г. – 120с.

РОЗДІЛ 2. УСТАНОВЛЕННЯ ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ ВПЛИВУ ПРИРОДНИХ ТА ТЕХНОГЕННИХ ФАКТОРІВ НА СТІЙКІСТЬ ГІРСЬКОГО МАСИВУ

2.1. Установлення закономірностей з оптимального вибору зон районування для умов залізорудних кар'єрів

Прототипом до районування, яке виконано для умов Інгулецького кар'єру, слугує геолого-структурне картування Кривбасу, що є основним методом вивчення родовищ залізистих кварцитів, які розробляються відкритим способом. Його основи були розроблені під керівництвом професора М. І. Черновського на кафедрі геології Криворізького гірничорудного інституту та успішно застосовані на більшості залізорудних родовищ Криворізького басейну з деякими доповненнями, які внесли доценти В.Д. Блоха та В.В. Стеценко.

Інтенсивна розробка криворізьких залізорудних родовищ висуває все більш високі вимоги до надійності геологічної документації, особливо до прогнозової її частини. Ця обставина й викликала необхідність проведення геологоструктурного картування родовищ. Метою такого картування було виявлення закономірностей просторового поширення товщ залізистих кварцитів і вмісних порід родовищ, уточнення геолого-тектонічних особливостей цієї ділянки з тим, щоб використовувати ці закономірності для більш ефективного ведення експлуатаційних робіт. Завдання, яке вирішується при картуванні, полягає у вивченні геологоструктурних особливостей ділянки родовищ із усебічною характеристикою й ув'язкою складчастих і розривних порушень.

Картування для умов залізорудних родовищ виконувалося в умовах частих масових вибухів, великої кількості гірничої техніки, не завжди повністю виконаної «зачистки» уступів, великої кількості породних негабаритів. Такі умови створювали певні труднощі для дослідження геологічних особливостей цих ділянок родовища.

Оцінка стійкості бортів була попередньо досліджена у працях науково-дослідних робіт [1, 2], де виконувалось інженерно-геологічне та гідрогеологічне картування території відвалів Інгулецького ГЗК з метою прогнозування зсувних явищ.

Для виконання районування необхідно використовувати фактичні висоти й периметра кар'єру, оскільки дані параметри визначають мінливість геологічної структури в межах родовища, яке відпрацьовується.

Для визначення оптимальної кількості зон, необхідних для проведення районування кар'єрного поля, скористаємося формулою:

$$N = \frac{P}{H} \quad (2.1),$$

де P – периметр кар'єру, H – його глибина (від денної поверхні).

За розрахунком для умов Інгулецького кар'єру: $N = \frac{8145}{440} = 18,5$, а для Глеюватського кар'єру отримуємо: $N = \frac{8000}{420} = 19,0$.

Відповідно до параметрів Інгулецького кар'єру, для його зонального опису було виділено 18 профілів, які радіально розміщено в межах 18–22° один від одного, виходячи з умови досягнення максимальної перпендикулярності, відносно борту кар'єру. Для умов Глеюватського кар'єру виділено 18 профілів, що розміщені перпендикулярно один до одного й формують прямокутні зони по обидва боки лінії, яка розташовується вздовж його простягання та проходить через центр кар'єру.

Для глибоких кар'єрів встановлено таку залежність між кількістю профілів і параметрами кар'єру (рис. 2.1).

Розміщення розрахункових зон залежить від форми кар'єру. Для кар'єрів відносно круглої форми необхідно виконувати радіальне розподілення зон, а для продовговатих – зони формуються у вигляді прямокутних секторів, які розміщуються вздовж центральної лінії [3].

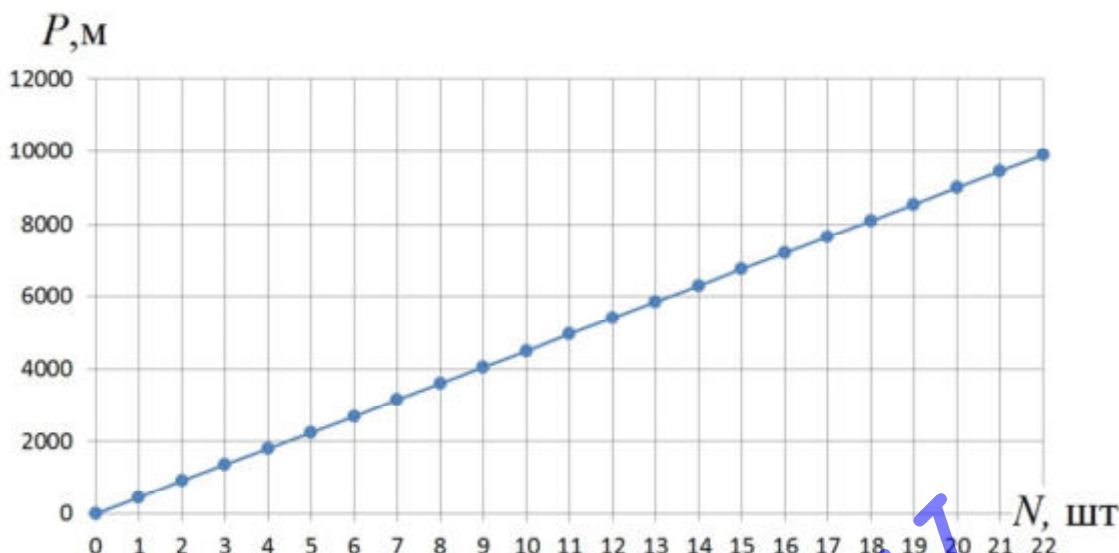


Рисунок 2.1. – Залежність між периметром кар'єру P і кількістю розрахункових профілів, необхідних для детальної оцінки стійкості масиву

2.2. Установлення закономірностей між коефіцієнтом структурного ослаблення та фрактальною розмірністю тріщин

Однією з особливостей структурномеханічної будови масиву є тріщинуватість, оскільки тріщини спостерігаються в будь-якому масиві й мають різне походження, як природне, так і техногенне [4].

Вплив тріщин на гірський масив має обернену залежність, чим більша тріщинуватість, тим більше ослаблені фізико-механічні властивості гірських порід масиву. Міцнісні й пружні властивості гірських порід формують систему та спосіб відпрацювання родовища, визначають параметри кар'єру та його елементів, вибір технології при виставленні на граничний контур бортів та уступів.

Для розрахунку стійкості укосів використовують такі величини: зсув τ , щільність ρ , розтягнення σ_p , кут внутрішнього тертя φ , модуль пружності E , модуль зсуву G , вологість ω , межа міцності на стиск $\sigma_{сж}$, молекулярне зчеплення 3 .

Для визначення цих параметрів використовуються зразки порід геометрично правильної форми [5].

Для правильного прогнозування деформаційних процесів у тріщинуватих масивах необхідно знати напрямок сіток тріщин, що формують поверхні ослаблення. Для цього необхідно проводити дослідження не тільки за зразкам порід, а й дослідження поверхонь відслонених уступів та сформованих майданчиків на вищележачих горизонтах, де чітко видно напрямок розповсюдження тріщин та їх «інтенсивність».

Для розв'язання такого типу задач використовуються такі методи визначення міцнісних характеристик:

- на підставі аналізу геометричних параметрів зсувів та обвалень, які раніше відбувалися на об'єкті досліджень;
- на підставі оцінки випробування штучно створених призм зсуву в масиві;
- на підставі і введення коефіцієнта структурного ослаблення до схеми розрахунку коефіцієнта запасу стійкості.

Найпоширенішим підходом є третій метод, коли через коефіцієнт структурного ослаблення k_c дані переносяться на реальну модель борту кар'єру. У такому разі виконується перерозрахунок відношення міцності порід у масиві σ_M до міцності порід у зразку σ_K [6]:

$$k_c = \frac{\sigma_M}{\sigma_K}. \quad (2.2)$$

Коефіцієнт структурного ослаблення є мінливою величиною, що залежить від ступеня структурної порушеності масиву, міцності зв'язків між структурними блоками, орієнтацією поверхонь ослаблення в масиві до напрямку сил зрушувальних напружень.

Для визначення коефіцієнта структурного ослаблення немає загальновизнаної методики. За рекомендаціями проф. В.Д. Слесарева ,

запропоновано використовувати такі величини коефіцієнта структурного ослаблення:

$k_c = 0$ – для умови, коли сітка тріщин повністю перетинає та розділяє весь масив на блоки;

$k_c = 0,01 - 0,1$ – за умови закритих мікротріщин;

$k_c = 0,01 - 0,1$ – за наявності мікротріщин у структурі масиву.

Проф. Г.Л. Фісенко для визначення молекулярного зчеплення в масиві C_M пропонує використовувати формулу [7, 8, 9]:

$$C_M = C_T + \frac{C_{об} - C_T}{1 + a \ln(L)}, \quad (2.3)$$

де L – показник ступеня структурної роздробленості масиву, що знаходиться через відношення лінійного розміру масиву гірських порід l_M до лінійного розміру структурного блока ℓ_K , таким чином знаходимо $L = \frac{\ell_M}{\ell_K}$; C_T – зчеплення по тріщині; $C_{об}$ – зчеплення у зразку; a – безрозмірний коефіцієнт, який залежить від міцності $\sigma_{сж}$ у розрахунковому структурному блоці.

У випадку, коли зчеплення по тріщині набуває нескінченно малих величин, ним можна знехтувати, і формула (2.3) набуває такого вигляду:

$$k_c = \frac{1}{1 + a \ln(L)}. \quad (2.4)$$

Для визначення коефіцієнта структурного ослаблення професор В.М. Рац рекомендував такий емпіричний вираз [10, 11]:

$$k_c = 0,08 + 0,92 \cdot \left(\frac{\ell_M}{\ell_K} \right)^{-1,2}. \quad (2.5)$$

Хоча існує багато методів для врахування тріщинуватості в структурі масиву гірських порід, усі вони представляють тріщинуватість у вигляді лінійної величини, хоча в дійсності вона має фрактальну розмірність. Хоча існує багато методів розрахунку тріщинуватості масиву гірських порід у вигляді коефіцієнта структурного ослаблення, усі вони розглядають тріщинуватість як лінійну величину, але природа розмірності тріщин є не що інше, як фрактал.

Останнім часом поняття фрактальності об'єктів набуло популярності в усьому світі, через фрактальну розмірність стали розглядати багато явищ та об'єктів, з'явилися теорії побудови фракталів різних напрямностей для оцінки дійсних властивостей об'єктів. У праці розглядаються фрактали, які мають масштабну інваріантність, оскільки далі на їх основі планується виконувати оцінку тріщинуватості гірського масиву, а без визначення скейлінгу, навіть через умову само подібності, доволі складно виконувати аналіз реальної порушеності масиву [12, 13].

У математичі фрактал – це безкінченність точок, фрактальна розмірність яких перевищує їхню топологічну розмірність. Для надання характеристики будь-якій системі використовується фрактальна розмірність d . Дана величина буде характеризувати будь-яку систему, що має ознаки самоподібності при зміні лінійних розмірів у f разів. При цьому величина фрактальної розмірності буде змінюватися при будь-якому f у f_d разів.

Загалом фрактальні об'єкти – це нескінченність в одно-, дво-, три- і n -вимірному просторі. Вони мають низку специфічних властивостей, до яких належать:

- поступове укрупнення через нескладний алгоритм призводить до виявлення подібності елементів структури;
- спільні ознаки подібності деталей на різних масштабних рівнях;
- наявність складної текстури з ознаками порізаності деталей, якнайбільшого розміру;
- іррегулярність об'єктів не дозволяє описати їх традиційною геометричною мовою з використанням евклідових координат.

До фрактальних об'єктів належать структури, що ускладнюються, повторюють свою структуру в масштабі, зазвичай створені за рахунок хаотичних процесів. Фрактальний об'єкт може мати цілком однаковий вигляд, незалежно від того, у якому масштабі ми його розглядаємо.

У фрактальній геометрії поняття нескінченності характеризує сукупність об'єктів, названих його елементами, що мають загальну для них характерну ознаку або властивість.

Розглядаючи розмірність в евклідовому просторі, прийнято, що лінія має тільки один вимір – довжину; поверхня характеризується двома вимірами: довжиною й шириною, а тіло – трьома: довжиною, шириною й висотою. Точці відповідає нульовий вимір.

Друге визначення розмірності – це «топологічна розмірність», для такої розмірності її величина становить на одиницю більше, ніж розмірність перерізу, що розділяє його на дві не пов'язані між собою частини. Отже, для «розрізання» пряма на дві частини необхідно виділити лише одну точку. У такому уявленні нескінченність, що складається з нескінченної кількості точок, є нульовий вимір. Для такої розмірності лінія є одновимірним об'єктом; площа, для розділення якої необхідна деяка лінія, що проходить по ній, є двовимірною, а об'ємне тіло, яке можна розділити тільки поверхнею, є тривимірним об'єктом.

Поняття фрактальної розмірності за Хаусдорфом доцільно розглядати на простому прикладі, тобто на переході від більш простих структур до складних [10]. Для відрізка прямої виконуємо розділення на N однакових частин. Кожну отриману таким чином частину приймаємо за копію всього відрізка, що зменшена в $1/R$ разів, де $R = 1/N$, оскільки ми розділили відрізок на N однакових частин, його N і R корелюються між собою через добуток $N \cdot R = 1$ (див. рис. 2.2-а).

Квадрат ділимо на N однакових квадратів, площа яких буде дорівнювати $1/R^2$, тобто зменшиться в N разів відносно площі вихідного квадрата, у такому разі N і R запишеться у вигляді $N \cdot R^2 = 1$ (див. рис. 2.2,б). Далі малі квадрати розглядаються як зменшені копії вихідного великого квадрата. Куб розбивається на N однакових кубів (об'ємом у $1/R^3$ разів меншим від об'єму вихідного куба),

співвідношення між величинами N і R буде мати такий вигляд $N \cdot R^3 = 1$ (див. рис. 2.2,в).

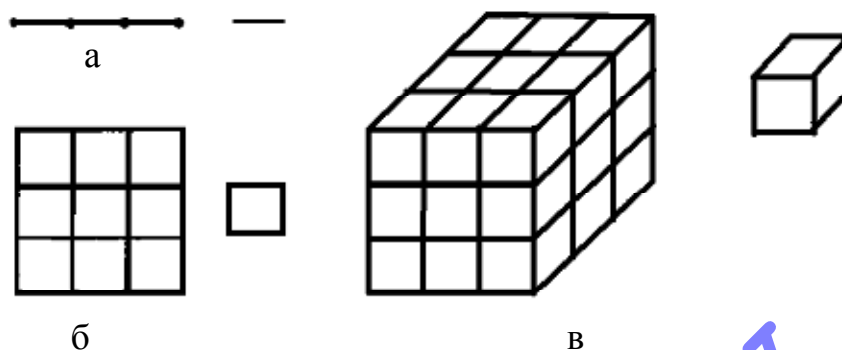


Рисунок 2.2. – Геометрія фігур до поняття фрактальної розмірності

Розмірність d об'єкта для одномірного відрізка, двовимірного квадрата або тривимірного куба виражається як ступінь R у співвідношенні між N (числом однакових подібностей об'єктів) і R (коефіцієнтом подібності) у такий спосіб [10Ошибка! Источник ссылки не найден.]:

$$N \cdot R^d = 1. \quad (2.6)$$

Існують випадки, коли фрактальна розмірність не є цілим числом, наприклад, якщо розбити вихідну нескінченність N підмножин, які не перетинаються між собою (і масштабуються відносно оригіналу з коефіцієнтом подібності R), для такої побудови значення d буде виступати дробним числом.

Це значить, що мінімальне число відрізків, квадратів, кубів або гіперкубів, потрібних, щоб покрити нескінченність точок в одн-, дво-, три- або n -вимірному просторі, буде залежати R як R_d .

У разі, коли нескінченність формується з однієї точки, то $N(R) = 1$, а розмірність за Хаусдорфом точки d відповідає нульовому значенню, евклідова розмірність точки буде дорівнювати нулю.

Коли нескінченність - це відрізок, довжиною L , то $N(R) = L \cdot R^{-1}$, тому $d=1$.

Для поверхні площею S , $N(R) = S \cdot R^{-2}$, тому $d=2$.

Якщо розглядається тривимірна фігура об'ємом V , $N(R) = V \cdot R^{-3}$, то $d = 3$.

n -мірному простору відповідає рівняння: $N(R) = U \cdot R^{-d}$.

У такому разі евклідову розмірність слід розглядати як окремий випадок розмірності за Хаусдорфом.

Відмінності виникають при оцінці нескінченностей складної структури, скрізь порізаних та порушених текстур. Також часто виникають ситуації, коли нескінченності точок знаходяться в межах більш складної структури $d_m = 1, 2, 3$ і т.д.

Припустимо, що така нескінченність сформована відрізками довжинами R_{1-n} і знаходиться в одновимірному просторі з квадратами зі стороною R . При двовимірному просторі описується квадратами або кубами з ребром R для тривимірного випадку. Для довільного n -вимірного простору – гіперкубами з ребром R . Для підрахунку розмірності необхідно брати стільки структурних елементів (квадратів, кубів тощо), щоб покрити всю структуру об'єкта/об'єктів. Припустимо, що $N(R)$ - найменше число відрізків, квадратів, кубів, які необхідні, щоб покрити нескінченність. Нескінченність такого виду називають самоподібними фракталами, а розмірність d виступає величиною розмірності подібностей. Для визначення d використовують N і R через формулу [10]:

$$d = \frac{\ln N(R)}{\ln \left(\frac{1}{R} \right)}. \quad (2.7)$$

У такий спосіб фрактальна розмірність узгоджує всі дробні проміжні значення $0 \leq d \leq 3$.

Побудова фрактальних об'єктів розглядається через процес виключення з вихідного відрізка двовимірних фігур або тривимірних тіл з більш дрібних деталей або через додавання до первинного об'єкта відрізків або площин. Дробова розмірність зводиться до того, що фрактальний об'єкт покриває собою більше, ніж точку, але менше, ніж лінію, більше, ніж лінію, але менше, ніж площину і т.д.,

тобто фрактал – це не точка, але ще й не лінія $0 \leq d \leq 1$; не лінія, але ще й не двовимірною фігурою $1 \leq d \leq 2$; не поверхня, але ще й не об'ємне тіло $2 \leq d \leq 3$.

Для визначення фрактальної розмірності об'єктів зі складною або хаотичною структурою використовують метод, запропонований М.Ю. Яблоковим [14], основні положення якого зводяться до таких алгоритмів визначення розмірності: на зображення предмета послідовно накладаються кілька сіток з розміром ланки δ . Виконується підрахунок кількості ланок N , зайнятих тріщинами при кожному розмірі ланки δ . Далі розмір ребра ланки зменшується вдвічі, й підрахунок виконується знову. В ідеалі, операція проводиться, поки розмір ланки не стане близьким до нуля або до величини в один піксель (при піксельному форматі підрахунку). Фактично, фрактальна розмірність показує, наскільки щільно об'єкт заповнюється ланками та є кількісною характеристикою порушеності об'єкта дослідження. Виходячи з цього, ріст фрактальної розмірності свідчить про порушеність об'єкта досліджень, тобто, чим більша фрактальна розмірність, тим більший неоднорідний об'єкт.

Сітчаста фрактальна розмірність D визначається через величину тангенса кута нахилу лінії до горизонталі, яку отримано через графічну побудову такої залежності [14]:

$$D = \frac{\ln N}{\ln \left(\frac{1}{\delta} \right)} \quad . \quad (2.8).$$

На підставі результатів праці [10] справедливим є твердження, що для нерегулярних фракталів реальна фрактальна розмірність відрізняється від сітчастої фрактальної розмірності D , обчисленої методом накладання сітки на об'єкт, на одиницю, тобто [10]:

$$d = D + 1 \quad . \quad (2.9)$$

А.А. Матвеев виконав серію експериментів з визначення фрактальної розмірності деформованих зразків гірських порід методом сітки та встановив закономірності за різних умов прикладання зовнішнього силового навантаження на зразки [15].

Установлено, що швидкість деформування зразків залежить від навантаження та розвитку сіток тріщин. Тріщини розгалужуються, об'єднуються та утворюють джерела порушень – кластери. Виходячи з цього, динаміку розвитку тріщин необхідно розглядати як саморозвиток систем тріщин під дією навантаження кластерної структури.

У результаті проведених досліджень встановлено стійкий нелінійний ріст фрактальної розмірності тріщин відносно росту навантаження на зразок гірської породи (див. рис. 2.3).

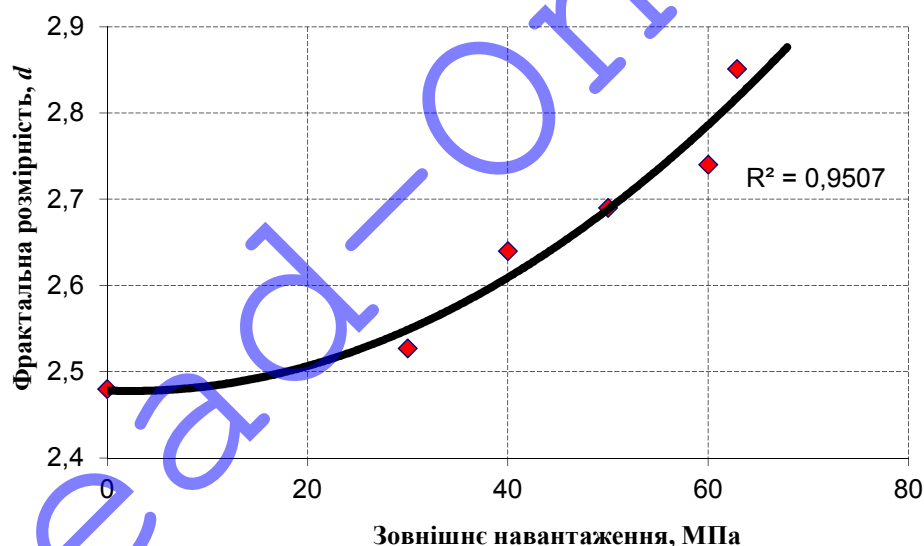


Рисунок 2.3. – Ріст фрактальної розмірності зразка гірської породи зі збільшенням навантаження на нього

Для аналітичного опису залежності, наведеної на рис. 2.2, використано таку формулу [10]:

$$d = d_0 + k(\sigma^2 - m\sigma), \quad (2.10)$$

де d_0 – фрактальна розмірність поверхні, яка покрита деформаційними порушеннями; σ – нормальне напруження; k, m – емпіричні коефіцієнти.

Коефіцієнт ймовірності апроксимації для даної залежності дорівнює 0,9507 і свідчить про надійність визначення фрактальної розмірності за даною функцією.

На рис. 2.2, графік відображає ріст дефектності зразків, що свідчить про збільшення дефектності зразка, який розглядається, при збільшенні зовнішнього навантаження на нього. Тому фрактальна розмірність характеризує реальну порушеність масиву й опосередковано характеризує міцнісні та деформаційні властивості зразка гірської породи, але фрактальну розмірність можна визначити не тільки для зразка, але й для ділянки борту кар'єру. Отримані результати є базою для прогнозу руйнації гірських порід, а значить, і для визначення ступеня стійкості як підземних, так і відкритих гірничих виробок.

Для визначення фрактальної розмірності об'єкта на основі фотознімку ділянки борту необхідно виконати кількісну оцінку тріщинуватості з подальшим вираженням її через безрозмірний коефіцієнт структурного ослаблення.

2.3. Результати та аналіз гідрогеологічних спостережень на ПрАТ «ІнГЗК»

Дослідження гідрогеології та водоприпливу на бортах кар'єру та в стволах шахт ведуться на основі вибурювання свердловин та визначення водоносних горизонтів, поплавковим методом, заміром водовідтоків та глибини стояння води в стволах шахт.

Для визначення кількісної характеристики водоприпливу виконуються заміри в дренах та водозбірних канавах. Дослідження водоприпливу виконується поплавковим методом або за допомогою встановлення датчиків визначення водоприпливу на водовідливах, у водовідводах – об'ємним способом на скидані або за водомірними лічильниками, у водозбірних свердловинах; на водоприймальному горизонті використовується об'ємний спосіб.

Дані по замірах беруться відносно певного проміжку часу, тобто за секунду, годину, добу. Коливання водоприпливу залежить від кількості атмосферних

опадів та від водоносних горизонтів на відповідній ділянці дослідження. Для умов Інгулецького кар'єру особливо актуальні значення максимального (паводкового) та мінімального (межового) водоприпливу. Для ділянок борту виконуються заміри з визначення амплітуди коливань водоприпливу як добові, так і місячні/річні, на основі яких роблять висновки про режими роботи насосного обладнання та необхідність додаткового водовідводу від найбільш обводнених ділянок з великим транспортним навантаженням до менш завантажених для безперебійного та оптимального забезпечення як безпеки, так і умов використання кар'єрної техніки.

Для визначення водоприпливу поплавковим методом на прямолінійній ділянці водотоку вибирають два створи, які знаходяться на відстані приблизно 8–10 м один від одного. За ними виконують замірювання глибини води в кожному створі. За допомогою поплавків заміряють швидкості течії на всій довжині ділянки, а далі за промірами глибин і ширини створу вираховують площу перерізу кожного створу F і знаходять величину водоприпливу:

$$Q = 0,85 \times F_{cp} \times V_{cp} \text{ м}^3/\text{сек} . \quad (2.11).$$

Об'ємний спосіб застосовується при невеликих розмірах водотоків, дослідження проводиться шляхом наповнення мірного посуду за одиницю часу,

де Q – витрата водотоку в $\text{м}^3/\text{сек}$;

V – об'єм посудини в м^3 ;

t – час наповнення посудини в сек.

Для визначення рівня води ліквідованих шахт використано катушку з мірним дротом та електрорівнеміром, який фіксує контакт мірного дроту із дзеркалом води в шахтному стволі.

Спостереження за рівнем води в стволах шахти ведуться з 1987 р., а саме з моменту ліквідації стволів (додаток Б).

На основі аналізу сезонності зміни рівня води в шахтних стволах встановлено, що при розкритті нових шахтних горизонтів кар'єром рівень води

різко знижувався впродовж року на величину, що приблизно дорівнює висоті розкритого кар'єрного горизонту (табл. 2.1). Розкриття виробок на горизонті -60м кар'єру в 2004–2006рр. вплинуло на зміну рівня води у стволах і пониження на 19,74 м, розкриття горизонту -90 м – -105 м понизило рівень води додатково на 20,64 м. В інші роки рівень води в шахтах різко не змінюється, що свідчить про мінімальний вплив сезонності на відмітку дзеркала води у стволах шахти.

Таблиця 2.1. Аналіз впливу сезонності на зміну рівня води в стволах шахти

Місце Квартал \ Рік	Ствол шахти "Вентиляційна-Березнеговата" (м)			Ствол шахти "Магістраль" (м)		
	2003	2007	2011	2003	2007	2011
1-й	0,487	-0,358	-0,160	0,810	-0,963	-0,265
2-й	0,137	-1,143	-0,03	0,447	-0,600	0,043
3-й	-0,150	-0,157	-0,257	0,250	-0,280	-0,01
4-й	-0,120	-0,100	0,04	0,250	0,460	-0,39

З іншого боку, розкриття шахтних горизонтів значно впливає на зміну рівня води в шахті.

Для більшої наочності було побудовано графік зміни рівня шахтних вод у часі, починаючи з 2001 р. по 2012р., який представлено на рис. 2.4.



Рисунок 2.4. – Графік зміни рівня води в шахті з часу її ліквідації

На основі проведених досліджень за значеннями водоприпливів у різних зонах кар'єрного поля виконано районування за даним фактором (рис. 2.5) [16].

На основі аналізу реалізованих деформацій на Інгулецькому кар'єрі (додаток Ж) установлено, що майже всі вони відбувалися в період з вересня по грудень, коли вплив фактора водоприпливу та додаткового навантаження за рахунок атмосферних опадів був найбільш критичний.

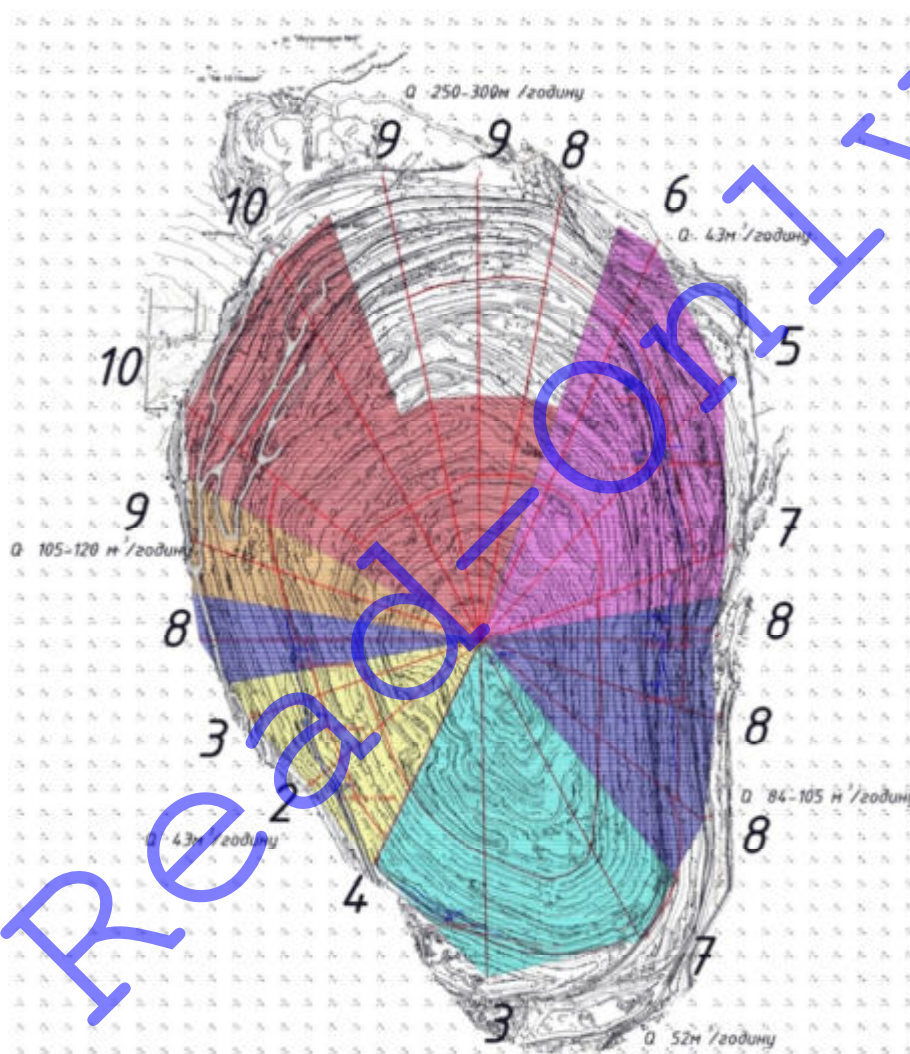


Рисунок 2.5. – Схема районування кар'єрного поля по впливу гідрогеологічного фактору

Хоча водоприплив має суттєвий вплив на верхні горизонти, складені глинистими та піщаними породами, але для нижніх горизонтів, які складені скельними породами, його вплив є незначним, тому в загальній схемі розрахунку інтегрального показника для визначення стійкості борту його загалом не враховують.

2.4. Установлення залежності між сейсмічним впливом буропідричних робіт та стійкістю прибортового масиву

Розробка глибоких залізрудних кар'єрів характеризується високою інтенсивністю ведення буропідричних робіт, в умовах на криворізьких кар'єрах маса вибухівки, що детонує за один масовий вибух, досягає величин у 1000 – 1100 тонн. Кожен масовий вибух проявляє сейсмічну дію на масив, порушуючи його стійкість.

У наявних методичних вказівках [17, 18] питання сейсмічної дії вибухів на масив майже не висвітлено, а у праці [8] зазначено, що при використанні заряду ВР масою не більше 3000 кг додаткові зрушувальні навантаження не перевищують 15–18 %. Тому механізм дії сейсмічного впливу на деформування масиву виявляється через момент виникнення сейсмічної дії з гіпоцентру (точка в масиві, у якій сталося вивільнення енергії, а епіцентр – це проекція даної точки на земну поверхню) виникають й поширюються пружні сейсмічні хвилі (хвилі напружень). Їх розділяють на поздовжні, які створюють нормальні напруження й лінійні деформації в масиві, та поперечні, що спричиняють дотичні напруження й кутові деформації.

Поширення хвиль призводить до виникнення пружних коливань частинок гірської породи з деяким прискоренням. За принципом Даламбера, прискорення створює сейсмічну інерційну силу, яка спрямована протилежно до епіцентру сейсмічної дії. На кожен ділянку призми зсуву буде діяти сила, прямо пропорційна його масі й прискоренню частинок середовища. Інтенсивність сейсмічної дії вимірюється в балах. Модуль сили сейсмічної дії розраховується через формулу [19]:

$$F_c = \frac{1}{1-T_0^2} k_c F, \quad (2.12)$$

де T_0 – період власних коливань частинок породи (увесь множник має назву «динамічний коефіцієнт» і при розрахунку приймається тким, що дорівнює

одиниці); $k_c = a/g$ – коефіцієнт сейсмічності визначається через відношення прискорення сейсмічної хвилі до прискорення вільного падіння, відповідні до бальності значення зведено до табл. 2.2; P – вага розглянутого об'єму (відсіку, блока).

Напрямок дії сейсмічної складової при проведенні вибуху зазвичай приймається за горизонтальний. На основі досліджень сейсмічного впливу при виконанні розрахунків стійкості укосів з уклоном на геомеханічну складову процесу встановлено, що при проведенні розрахунків, оснований на алгоритмах теорії граничної рівноваги, для розрахунку коефіцієнта запасу стійкості, враховується псевдостатичним методом [20]. При розрахунку таким методом поверхня ковзання розбивається на блоки, й умови граничної рівноваги розглядаються окремо для кожного блока, а потім визначається загальна стійкість масиву як системи блоків.

Таблиця 2.2. Коефіцієнт сейсмічності відповідно до сейсмічного впливу в балах [19, 20]

Розрахункова сейсмічність, бали (MSK-64)	6	7	8	9	10
Коефіцієнт сейсмічності, k_c	0,010	0,025	0,050	0,100	0,250

У псевдостатичному методі ефект землетрусу подається як дія інерційних сил у вертикальному й горизонтальному напрямках, сили направлені в центр ваги блока (рис. 2.6).

Псевдосейсмічні сили в такому способі визначаємо за формулами [20]:

$$F_h = \frac{a_h W}{g} = k_h W \quad , \quad (2.13)$$

$$F_v = \frac{a_v W}{g} = k_v W \quad , \quad (2.14)$$

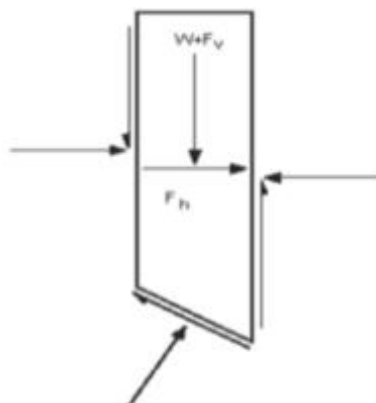


Рисунок 2.6. – Псевдостейсмічні сили, що діють на блок

де W – вага блока, a_h і a_v – псевдостатичні прискорення, відповідно горизонтальні й вертикальні. Відношення a/g представляємо безрозмірним коефіцієнтом k , g – прискорення вільного падіння.

На стійкість борту кар'єру горизонтальна складова сейсмічного впливу має більше значення, ніж вертикальна. У працях К.А. Федіна [21, 22] описано спосіб урахування сейсмічної складової дії вибуху при розрахунках коефіцієнта запасу стійкості ділянки борту кар'єру. Кількісний вплив масових вибухів розраховується через дію сейсмічних сил, які формують через сейсмічні хвилі, що викликають коливання масиву, а числовою характеристикою виступають максимальні прискорення частинок породи, що коливається.

Згідно з другим законом Ньютона, максимальне прискорення a_i формує величину максимальної сили інерції F_i , що проявляє вплив на частинки гірської породи, які підпадають під ці сили [22]:

$$F_i = -m_i \cdot a, \quad (2.15)$$

де m_i , – маса частини породного масиву, яка підпадає під дію сейсмічних коливань, кг.

Вектори прискорення при дії сейсмічних коливань розподіляються хаотично, у зв'язку з цим автор не наводить їх описання. Тому при визначенні напрямку дії вектора сили інерції приймається найбільш несприятливо

орієнтований з погляду стійкості масиву. Таким напрямком є дотична до ймовірної поверхні зрушення, направлена убік відпрацьованої стінки борту кар'єру (рис.2.7). Зрушувальні сили, що діють по ймовірній поверхні ковзання, у такому випадку визначаються через формулу (2.16), а КЗС η_3 , що враховує сейсмічний вплив вибуху на масив, відповідає рівнянню (2.17):

$$\Sigma F_{зруш} = \sum_{i=1}^N m_i g \sin \beta_i + \sum_{i=1}^N m_i a_i, \quad (2.16)$$

$$\eta_3 = \frac{\sum_{i=1}^N m_i g \cos \beta_i \cdot \operatorname{tg} \varphi_i + \sum_{i=1}^N C_i \ell_i}{\sum_{i=1}^N m_i g \sin \beta_i + \sum_{i=1}^N m_i a_i}. \quad (2.17)$$

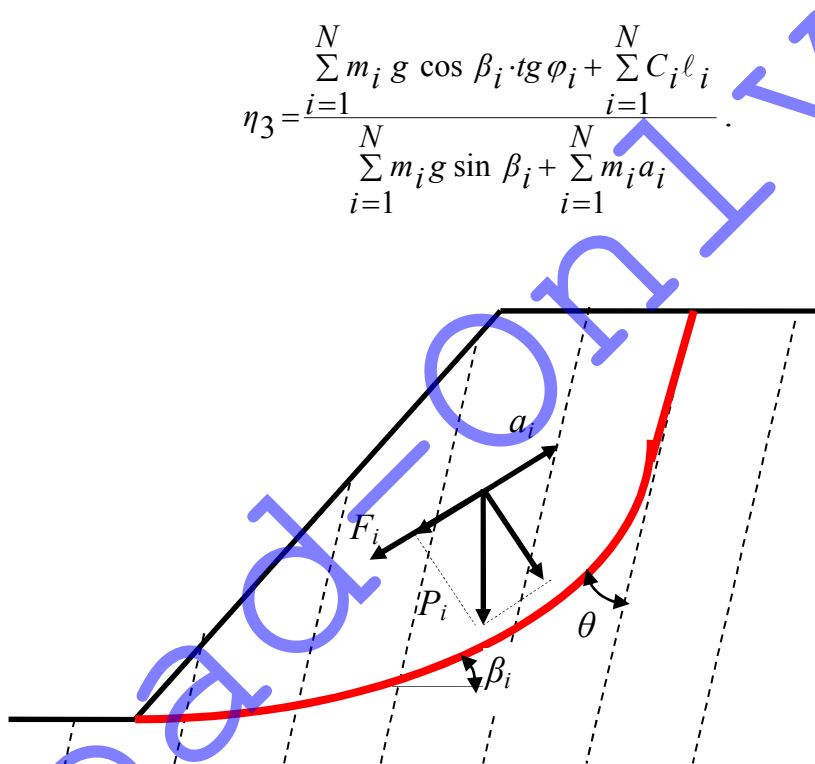


Рисунок 2.7. – Схема розрахунку стійкості борту з урахуванням дії сейсмічних сил

Прискорення сейсмічних коливань частинок гірської породи при врахуванні наведеного заряду вибухової речовини виражається через таке рівняння:

$$a_{\phi} = k_a \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{q}}{r} \right)^{n_a}, \text{ м/с}^2, \quad (2.18)$$

де q – маса вибухової речовини, що доводиться, на ступінь сповільнення, кг; a_ϕ – фактичне прискорення сейсмічних коливань породи, м/с^2 ; r – відстань від місця проведення вибуху до точки фіксації коливань, м; k_a , n_a – емпіричні коефіцієнти.

Результуюча формула для врахування сейсмічної складової при визначенні коефіцієнта запасу стійкості масиву гірських порід набуває вигляду:

$$\eta_3 = \frac{\sum_{i=1}^N m_i g \cos \beta_i \cdot \operatorname{tg} \varphi_i + \sum_{i=1}^N C_i \ell_i}{\sum_{i=1}^N m_i g \sin \beta_i + \sum_{i=1}^N m_i k_a \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{q}}{r} \right)^{n_a}}. \quad (2.19)$$

Отже, при масових вибухах у кар'єрах КЗС ділянок борту кар'єру знижується пропорційно до збільшення маси заряду ВР, що доводиться на ступінь сповільнення.

2.5. Фактор впливу підземних гірничих виробок

Відпрацювання родовищ Кривборізького залізрудного басейну ведеться у складних гірничотехнічних умовах, до яких належить наявність шахтних виробок у межах кар'єрних полів. Для кар'єру №1 ЦГЗК ситуація склалася таким чином, що в межах східного борту знаходяться шахтні виробки від ш. «Орджонікідзе», ш. Ім. «Фрунзе», ш. «Октябрьська» [23], а кар'єр ПрАТ «ІнГЗКа» має підпрацьований шахтою «Центральна» північний борт, причому частина шахтних виробок вже відпрацьована кар'єром.

За ступенем небезпечного впливу на гірничі об'єкти й характером процесу порушеності цілісності масиву виділяють такі області й зони [24]:

- лежачий бік – зони плавних зрушень за нашаруванням, які відповідають прояву на земній поверхні зонам тріщин і терас та зоні плавних зрушень;
- висячий бік – області обвалення, зсуву, виникнення тріщин, плавний прогн, такі деформації відповідають проекціям на денну поверхню зонам виходу воронок, зоні тріщин та зоні плавних зрушень.

На рудних родовищах дозволяється проведення повторної й спільної розробки покладів відкритим і підземним способами при дотриманні певних заходів безпеки, які регламентуються Правилами охорони споруд і будівель [24].

Основний механізм порушення масиву за рахунок впливу підземних виробок складають втрати сил зчеплення породи на частині зсувного тіла. Більшість дослідників визнають негативний вплив порушеного масиву на стійкість ділянки [25] і вважають, що фактор підпрацювання масиву знижує ступінь стійкості ділянки борту кар'єру, але механізм оцінки та розрахунку втрат сил зчеплення не наводиться. Підходи до розв'язання цього завдання розглянуто лише в умовах плоского перерізу через оцінку лінійної залежності КЗС від порушеності борту процесами воронкоутворення.

У праці виділено такі напрямки вдосконалювання методів урахування фактора порушеності прибортового масиву за рахунок впливу підземних гірничих виробок:

- геометризація порушеної частини масиву;
- розроблення математичного апарату розрахунків, які ґрунтуються на врахуванні об'ємої складової ділянки порушеного масиву;
- установлення залежності між зниженням коефіцієнту запас стійкості по відносно об'ємних параметрів відпрацьованого простору та розміщення шахтних виробок.

Для цього складено просторову модель зон зрушень, починаючи з зони воронкоутворення (рис. 2.8).

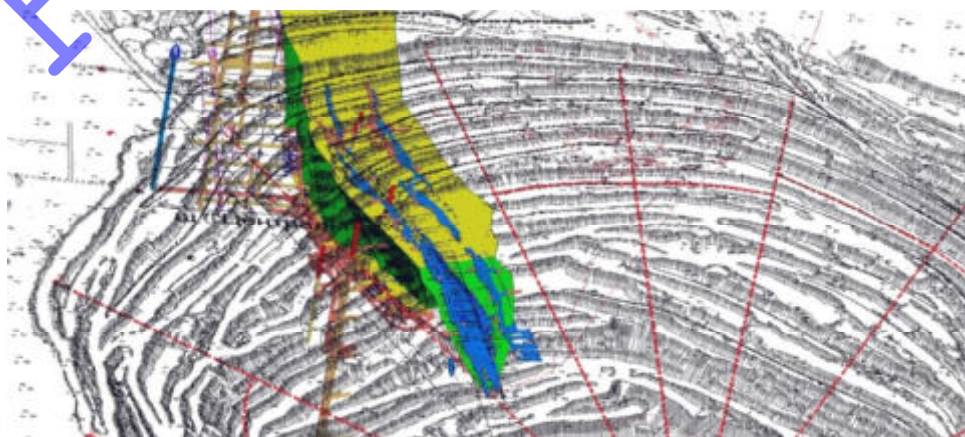


Рисунок 2.8. – Просторова модель зони воронкоутворення від виробок шахти «Центральна»

2.6. Висновки до другого розділу

1. До факторів, що впливають на стійкість бортів залізорудних кар'єрів належать: базова стійкість масиву, вплив підземних гірничих виробок, тріщинуватість, об'ємна геометрія кар'єру, буропідривні роботи.

2. Для врахування впливу фактора природної й техногенної тріщинуватості на стійкість бортів кар'єрів використовується коефіцієнт структурного ослаблення масиву, який розраховується за лінійними розмірами тріщин з урахуванням їх просторового положення.

3. Розраховуючи коефіцієнт структурного ослаблення, також необхідно враховувати нерівномірне розподілення структурних порушень, одним із інструментів подібного уточнення є метод фрактальної геометрії.

4. Найбільш сучасним методом визначення сейсмічного впливу вибухів на стійкість ділянки борту кар'єру вважається врахування фактичного прискорення сейсмічних коливань частинок породи як додаткової зрушувальної сили, направленої по дотичній до поверхні ковзання.

5. Фактор впливу підземних виробок на стійкість ділянки борту кар'єру необхідно визначати з умови часткової втрати сил зчеплення на частині зсувного тіла та з урахуванням об'ємної геометрії борту.

6. На основі теорій визначення впливу розглянутих факторів на стійкість борту кар'єру розроблено методи й алгоритми розрахунку положення потенційно небезпечних ділянок кар'єрного поля, які потребують організації моніторингу гірського масиву через проведення спеціальних маркшейдерських спостережень або додаткового аналітично-розрахункового аналізу на базі наявної фактичної інформації.

Список використаних джерел за розділом 2

1. Геолого-геофизическое, инженерно-геологическое и гидрогеологическое картирование территории отвалов Ингулецкого ГОКа с целью прогнозирования и предупреждения оползневых явлений / ГНИГРИ Отчет по НИР, – Кривой Рог, 2002 г.
2. Расширение карьера ОАО «ИнГОК» в юго-восточном направлении. Рабочий проект. Определение допустимых результирующих углов наклона борта карьера при его расширении в юго-восточном направлении // Отчет о НИР // Харьков 2010г. – 48с.
3. Романенко А.О. Виділення факторів та їх параметрів для проведення оцінки стійкості бортів Глеюватського кар'єру / А.О. Романенко // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва, – 2019. – №1., – С.28–38.
4. Баклашов И.В. Геомеханика / И.В. Баклашов. – Учебник для вузов. в 2 томах. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – Т.1. Основы геомеханики. – 208с.
5. Ильницкая Е.И. Свойства горных пород и методы их определения / Е.И. Ильницкая – М.: Недра, 1969. – 392с.
6. Ржевский В.В. Основы физики горных пород / В.В. Ржевский, Г.Я. Новик - М.: Недра, 1984. – 360с.
7. Фисенко Г.Л. Методы количественной оценки структурных ослаблений массива горных пород в связи с анализом их устойчивости / Г.Л. Фисенко // В кн.: Современные проблемы механики горных пород. – Л., Наука, –1972. – С.4–29.
8. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов / Фисенко Г.Л. – М.: Недра, – 1965. – 375с.
9. Фисенко Г.Л., Укрепление откосов в карьерах / Г.Л. Фисенко, М.А. Ревазов, Э.Л. Галустьян– М., Недра, 1974. – 208с.
10. Кроновер Р.М. Фракталы и хаос в динамических системах / Р.М. Кроновер – М., – 2000. – 352с.

11. Рац М.В. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород / М.В. Рац, С.Н. Чернышев – Изд-во Недра, 1970. – 164 с.
12. Булат А.Ф. Фракталы в геомеханике / А.Ф. Булат, В.И. Дырда – Киев: Наукова думка, – 1995. – 356с.
13. Федер Е. Фракталы. / Е. Федер – М.: Мир, 1991. – 254с.
14. Гольдштейн Р.В. Мультифрактальная геометрия и масштабный эффект / Р.В. Гольдштейн, А.Б. Мосолов // ДАН. Геофизика -1993. – № 4. – С.429–431.
15. Латышев О.Г. Оценка деформационных характеристик породного массива для прогноза устойчивости горных выработок / О.Г. Латышев, А.А. Матвеев, В.В. Сынбулатов, Ю.М. Строев // Труды III Международной конференции: «Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений», 19–21 мая 2010 г. - Екатеринбург: УГГУ, 2010. - С.223–228.
16. Романенко А.О. Використання фізичних процесів при вирішенні гідрогеологічних проблем глибоких залізорудних кар'єрів / А.О. Романенко, Є.А. Несмашний, Г.І. Ткаченко // Вісник КТУ: зб. наук. праць / м-во освіти і науки України, КНУ. – Кривий Ріг, 2010. – Вип. 26 – С.11–15.
17. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л.: ВНИМИ, 1972. – 166с.
18. Методичні вказівки з визначення оптимальних кутів нахилу бортів, укосів уступів і відвалів залізорудних та флюсових кар'єрів / під ред. проф. А.Г. Шапаря. – К., 2009. – 201с.
19. Шахунянц Г. М. Земляное полотно железных дорог / Г. М. Шахунянц М.: Трансжелдориздат, 1953. – 827с.
20. Dinamic Modeling with QUAKE / W. An Engineering Methodology. GEO-SLOPE International Ltd. – Canada, 2007 – 96с.

21. Федин К. А. Численная оценка сейсмического влияния массовых взрывов на устойчивость породных уступов / К. А. Федин // Вісник Криворізького національного університету. – 2014. – Вип. 36. – С.23–27.
22. Федин К.А. Определение величины ударных воздушных волн при проведении массовых взрывов на карьере ОАО "ЮГОК" / К.А. Федин // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. — Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2013. — Вип. 111. — С.174-180.
23. Романенко А.А. Устойчивость борта Глееватского карьера, подработанного подземными горными выработками, при расширении его границ / А.А. Романенко, А.В. Болотников, Е.А. Несмашный // Metallurg. i gornorud. promyshlennost'. – 2013. – № 3. – 72–75с.
24. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок в Криворожском железорудном бассейне. / Изд. ВНИМИ, Л., 1975. – 67с.
25. Несмашный Е.А. Устойчивость борта Глееватского карьера, подработанного подземными горными работами, при расширении его границ / Е.А. Несмашный, А.А. Романенко, А.В. Болотников // Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'. Nauchno-tekhnicheskii i proizvodstvennyi zhurnal. – Днепропетровск: Укрметалургинформ. №3 -2012 – С.76–79.

РОЗДІЛ 3. РОЗРОБЛЕННЯ МЕТОДУ КОМПЛЕКСНОЇ ОЦІНКИ СТІЙКОСТІ БОРТІВ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ

3.1. Районування Інгулецького кар'єру за критерієм використання вибухової речовини

Проблема визначення впливу сейсмічної складової на стійкість бортів кар'єру щороку набуває все більшого значення, оскільки розробка ведеться з поглибленням і розкриттям все нових горизонтів, а отже, і розробка ведеться в скельних породах, складовою яких є техногенна тріщинуватість, через яку здебільшого й виникають деформаційні явища, такі як обвалени та зсуви [1]. Раніше виконані дослідження не завжди надавали достатню інформацію для пояснення деяких випадків виникнення зсувних явищ та обвалів [2]. На основі аналізу деформаційних процесів на Інгулецькому кар'єрі встановлено, що такі випадки пов'язані з недостатнім урахуванням побічних факторів, одним із яких є недостатня оцінка сейсмічного впливу вибухів на прибортовий масив. Дані аналізу дозволили виділити зони й відобразити їх у перерізі (рис. 3.1).

Потужність першої зони ослаблення (А) становить 6 м, вона характеризує порушений проведенням буропідричних робіт прибортовий масив.

Друга зона ослаблення (Б) характеризується потужністю 12м і складається з сильно тріщинуватих гірських порід, які розміщені в безпосередній близькості від місця проведення БПР. Для цієї зони характерні прояви зрушувальних деформацій.

Третя зона ослаблення (С) простягається на величину в 32 м углиб масиву, для неї характерний прояв пружно-пластичних деформацій.

Для четвертої зони ослаблення (Д) характерні пружні деформації, вона простягається далі вглиб масиву, тому розміри зони не обмежені.

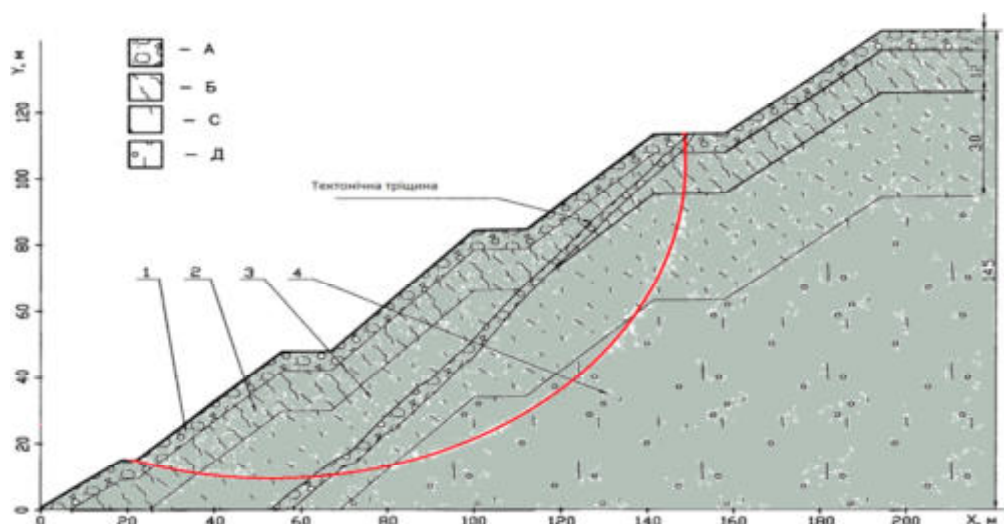


Рисунок 3.1. – Розподілення зон ослаблення від впливу БПР у масиві гірських порід:
1 – А; 2 – Б; 3 – С; 4 – Д

Виконано три серії розрахунків КЗС для виділених зон ослаблення борту кар'єру. При проведенні першої серії розрахунків для всіх чотирьох зон узято однаковий коефіцієнт зчеплення 300 кПа. Для другої серії прийнято проміжний коефіцієнт зчеплення відносно першої та третьої серій розрахунків. За умову взято факт, що вплив БПР на фізико-механічні властивості порід зони має незначний прояв.

Третя серія спостережень виконувалася на підставі припущень про вплив БПР на фізико-механічні властивості гірських порід (табл. 3.1).

Таблиця 3.1. Фізико-механічні властивості порід

Зона в масиві	Щільність, кг/м	Кут внутрішнього тертя, град	Зчеплення, Па
А	2440	39	31000
Б	2600	32	40000
С	2600	34	95000
Д	2690	38	300000

За результатами розрахунків встановлено, що в третій серії спостережень коефіцієнт запасу стійкості зменшився приблизно на 18% відносно першої (20% у межах окремого уступу та 15% при розрахунку на шість уступів). Між другою та першою серіями зменшення КЗС становить 10% (11% у межах окремого уступу й 8% при розрахунках на шість уступів). При збільшенні висоти розглядається, різниця між розрахунками зменшується. Це пояснюється тим, що при розрахунку

на велику кількість уступів поверхня ковзання буде переміщуватися вглиб масиву й деякі порушені вибухом зони віддалятимуться від умовної лінії поверхні ковзання.

На основі цих досліджень встановлено, що поправка до КЗС за рахунок сейсмічного впливу дає суттєві поправки, знижуючи його на величину до 15%.

Для розрахунків узято уступи, берми на яких складають 10 м, а кути укосів між сусідніми горизонтами - 45°.

До таблиці 3.2 зведено результати розрахунків.

Проведені дослідження допомогли уточнити значення коефіцієнта запасу стійкості на ділянках, порушених сейсмічним впливом БПР, та уточнити його значення на величину до 15%, що допоможе уникнути обвалів та зсувів на ділянках із підвищеним впливом фактора сейсмічності.

Таблиця 3.2. Результати розрахунку стійкості масиву

Висота, м (кількість уступів)	1-а серія	2-а серія	3-я серія
30(1)	2.28	2.03	1.82
60 (2)	2.08	1.85	1.68
90 (3)	1.92	1.71	1.58
120 (4)	1.74	1.58	1.44
150(5)	1.64	1.49	1.38
180 (6)	1.49	1.37	1.26

Найбільший вплив для реалізації даного фактора має інтенсивність ведення буропідливних робіт та величина одномоментно використаної вибухової речовини. За даними критеріями проаналізовано всі паспорти проведення БПР за останні періоди. За результатами аналізу встановлено, що буропідливні роботи з різною інтенсивністю велися в усіх 18 секторах, але найбільша кількість вибухівки, використано при розкритті 2-го сектора, склала 34727,8 т. Використано вибухову речовину «Україніт». Найменшою інтенсивністю характеризується сьомий сектор, де величина використаної ВР склала всього 706,3 т.

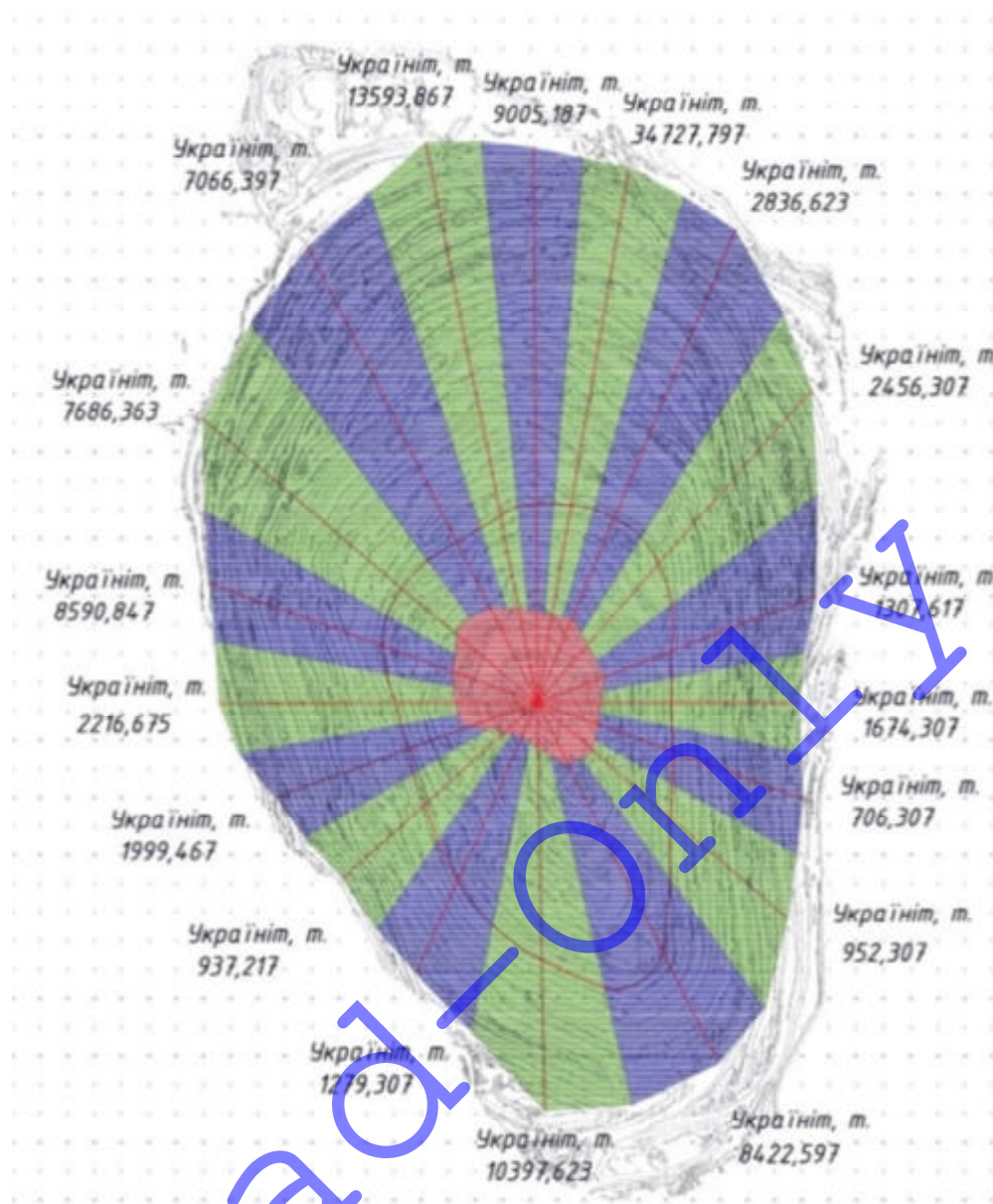


Рисунок 3.2. – Схема районування кар'єрного поля за фактором інтенсивності ведення вибухових робіт

При районуванні було окремо розглянуто дно кар'єру, оскільки на нижніх горизонтах (нижче гор. -300м) немає можливості відокремити обсяг використаної вибухівки по секторах, тому її підраховано окремо й рівномірно розподілено між усіма секторами (рис. 3.2) [3].

3.2. Дослідження тріщинуватості масиву гірських порід

Інтенсивність розвитку тріщинуватості залежить від ступеня руйнування прибортового масиву під час буропідричних робіт. Дослідження північного борту

кар'єру показують, що найбільше розкриття виявлено в крутоспадних тріщинах меридіального й субмеридіального простягання (від 1 до 25 мм) (рис.3.3). Інтенсивність тріщинуватості змінюється в межах від 3,3 до 1. Досліджувана ділянка характеризується наявністю крутоспадних тріщин, направлених убік виробленого простору. На північний борт впливають виробки шахти «Центральна», тому виявлення й дослідження тріщин на цій ділянці допоможе встановити розвиток тріщинуватості та вплив шахти порівняно з іншими зонами районування. На підставі проведених досліджень установлено, що відсоток несприятливо орієнтованих тріщин на північному борті складає 8%.

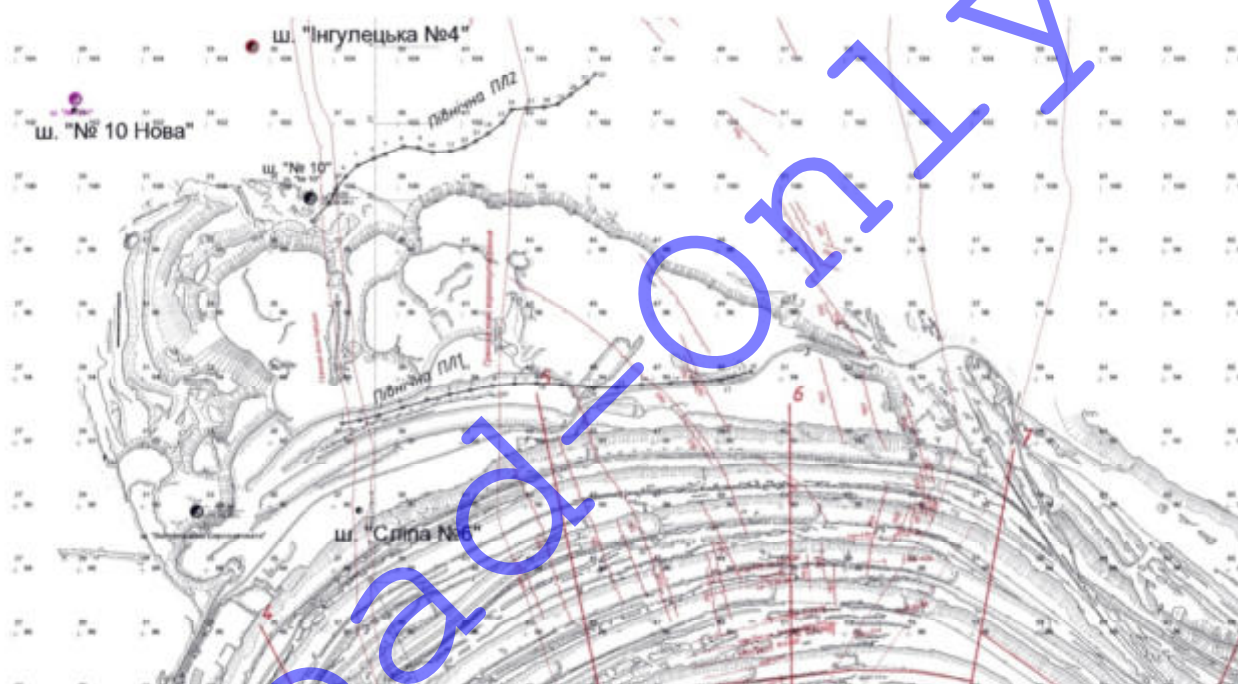


Рисунок 3.3. – Схема розташування тріщин північного борту Інгулецького кар'єру

На горизонтах -210...-300м південного та східного бортів знаходяться кварцити другого залізного й другого сланцевого горизонтів.

Внутрішня будова другого залізного горизонту неоднорідна, тому в ній виділено декілька текстурно-мінералогічних і технологічних різновидів руд. У напрямку залягання виділено поступовий перехід сланцевих порід 2-го сланцевого горизонту до залізо-сланцевих порід (зона переходу) і далі магнетит-силікатних та магнетитових кварцитів. Східне крило

характеризується потужністю горизонтів величиною від 100 до 300 м. У замковій частині потужність набуває майже 600 м.

Породи другого сланцевого горизонту представлені кварц-хлоритовими, графіт-хлоритовими, граніт-кумінгтонітовими, кварц-слюдисто-хлоритовими сланцями. Залягання порід на південному й східному бортах Інгулецького кар'єру мають різну структуру. У праці їх розглянуто як два окремі структурні об'єкти:

- для південного борту характерним є замикання всієї синклінальної складки, яка формує загальну структуру родовища;
- східний борт характеризується східним крилом синклінальної складки, що представляє собою крутоспадну монокліналь, для якої характерними є складки волочіння більш високих порядків.

В умовах Інгулецького кар'єру діють магнітні аномалії, тому використання звичайного компаса є неможливим, для такого випадку найбільш точним інструментом визначення величин і направленості тріщин будуть слугувати *GNSS* приймачі, їх використання дозволить не тільки визначити направленість тріщин, а й побудувати сітку тріщин на плані кар'єру в тривимірних координатах.

Методика проведення польових та камеральних робіт для визначення тріщинуватості та побудови рози вітрів, описаної в статті [4].

Як показали дослідження, вибрана методика повністю виправдала себе й дозволила отримати детальні результати про стану тріщинуватості досліджуваного масиву.

Системи тріщин у координатах визначалися *GNSS* приймачем *ProMark 500* у режимі безперервної кінематики, знімання кінців кожної тріщини виконувалося в режимі *Stop&Go*, який налаштований на визначення координат точки через кожні 2 секунди, з подальшим «збиранням» хмари точок до єдиної точки. Визначення координат точок дає похибку до 2 см, що при визначенні азимуту кута падіння тріщини дає похибку лише до 1 градуса.

У процесі виконання досліджень знято 38 систем тріщин (рис. 3.4), які перенесені на план кар'єру за допомогою постоброблення зйомки та інструментами програми *k-mine* [5, 6].

Як показали дослідження, вибрана методика повністю себе виправдала й надала досить детальні результати щодо стану тріщинуватості досліджуваного масиву.

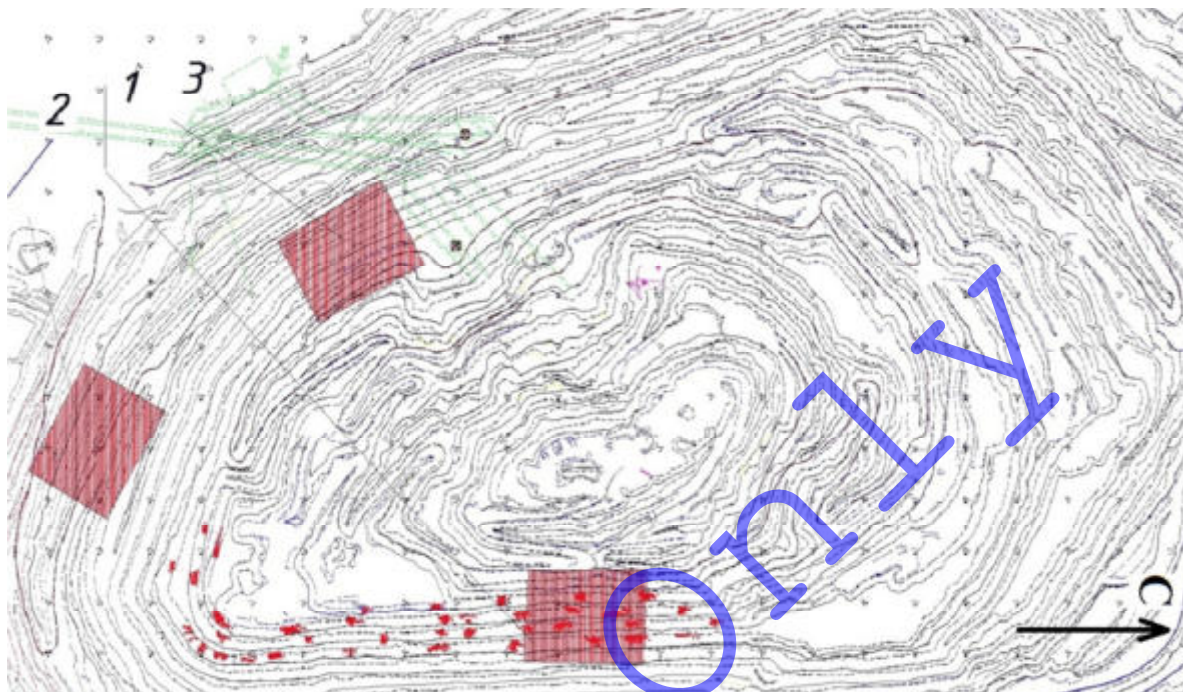


Рисунок 3.4. – Схема розміщення спостережних станцій
(1– м.о. 46-56 ÷ 57-61, гор. -300÷-240; 2– м.о. 32-36 ÷ 51-55 гор. -200÷-120;
3– м.о. 38-32 ÷ 45-49 гор. -180÷-90)

За результатами оброблення польових матеріалів, виділено чотири основні системи тріщин: поздовжні P_z (чи M), поперечні P (чи N) і діагональні (D), які, своєю чергою, розподіляються на діагональні відколу (C) і діагональні відриву (D). Аналіз напрямлення тріщин по азимуту падіння й розподілення по системах тріщин наводиться в додатку В.

За кутом падіння тріщини розділені на:

- вертикальні /субвертикальні/ ($80-90^\circ$) – B ;
- круті ($45-80^\circ$) – K ;
- пологі ($10-45^\circ$) – P ;
- горизонтальні /субгоризонтальні/ ($0-10^\circ$) – G .

Використані нами скорочені аббревіатури назв систем тріщин мають такий вигляд:

$B-Pz$ ($ПнПнС$) – B – вертикальна, Pz – поздовжня система тріщин, $ПнПнС$ – азимут падіння.

Розподілення тріщин за кутом падіння зведено до рис.3.5. Дослідженнями встановлено, що для південно-східного борту кар'єру найбільш характерні крутоспадні й пологі тріщини, які складають від 76 до 90% усіх досліджених тріщин.

Системи з поздовжніми тріщинами (M) збігаються з первинною шаруватістю.

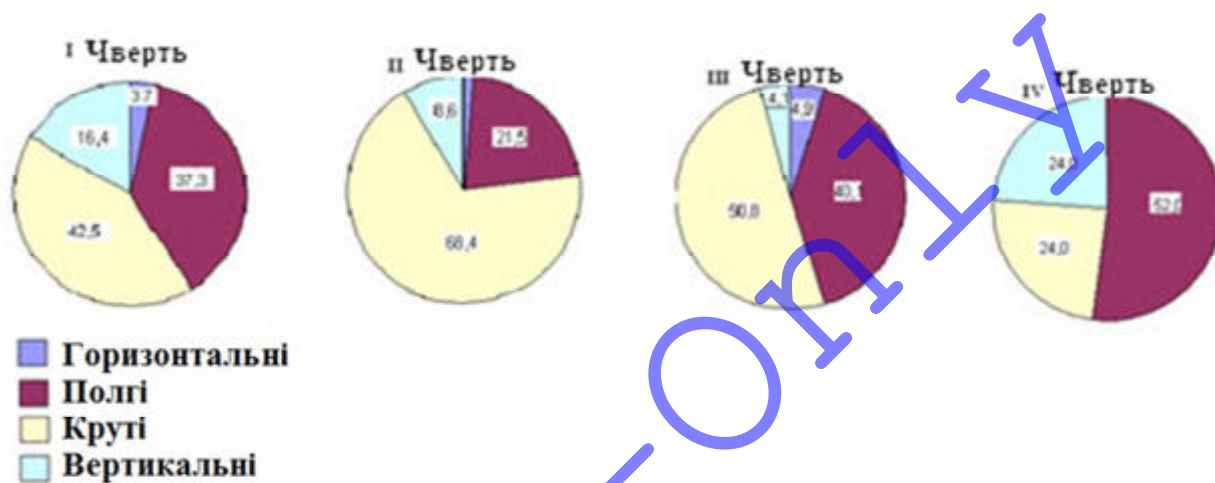


Рисунок 3.5. – Кругова діаграма розподілення тріщин за кутом падіння, %

Тріщини системи здебільшого характеризуються крутими кутами падіння 81–72°. В окремих випадках присутні пологі – субгоризонтальні, кути падіння яких складають 8–15°. Прояв субгоризонтальних тріщин у східній частині ділянки досліджень прямо залежить від розвитку складок волочіння високих порядків, які набувають поширення у східних крилах антиклінальних складок, для яких характерний більш пологий кут падіння, ніж для західних крил.

Для стінок падіння тріщин системи характерне розкриття в межах від 1-го до 5 мм, рівна форма стінок, іноді трохи хвиляста або шорсткувата. Протяжність становить до 10 м.

Поперечна система тріщин $П$ (або N) має орієнтацію, перпендикулярну до простягання шарів порід. За характером направлення тріщини здебільшого

прямолінійні, для них характерна більша довжина ніж ширина, перетинають породи у напрямку простягання. Генетично належать до тріщин відколу.

На східному борту кар'єру виділено групи тріщин, для яких характерний північний або південний азимут падіння. Притаманні їм круті кути падіння мають діапазон у $47-90^\circ$.

У поперечній системі (N) стінки тріщин більш рівні, стиснуті, в одиничних випадках розкриті з шириною до 5 мм. На південному сході по горизонтах -180/-210м і -210/-240м, характерні вертикальні розривні порушення, що заповнені подрібненими породами з однаковим складом, ідентичним для вміщуючих порід. Такі ділянки мають ширину від 0,10 до 0,15м.

У межах району маркшейдерської осі 36, в уступах -180/-210м, -210/-240м розташована система паралельних субгоризонтальних тріщин відриву, до складу яких входить білий та молочно-білий кварц. Характерні нерівні та кутасті стінки тріщин. Кварцові лінзи мають невелику довжину від 1 до 3м і потужність 0,1–0,2 м.

Для східної ділянки характерними є крутоспадні тріщини, а для південної ділянки пологі, кути падіння яких складають $32-50^\circ$ [4].

3.3. Розроблення методу розрахунку коефіцієнта структурного ослаблення з урахуванням фрактальної розмірності

З метою розроблення методу визначення фрактальної розмірності скельного масиву Інгулецького кар'єру на основі методики аналізу зображень, ми виконали масштабне фотографування трьох ділянок на південному й західному борті.

Для виконання досліджень було вибрано ділянки бортів кар'єру, максимально відмінні за фактором тріщинуватості, що обумовлено застосуванням різних методів оконтурювання масиву гірничими роботами.

Так, на рис. 1.1 (додаток Г) наведені фотографії спарених уступів південно-західного борту Інгулецького кар'єру, поставлених у граничне положення методом контурного підривання, з використанням традиційних гірлянд ВР.

На рис. 1.2 (додаток Г) наведено фотографії спарених уступів південно-західного борту кар'єру ПрАТ «ІнГЗКа», поставлених у граничне положення методом контурного підривання з використанням укорочених підривних скважин.

На рис. 1.3 (додаток Г) наведено фотографії спарених уступів західного борту кар'єру ПрАТ «ІнГЗКа», що перебувають у граничному положенні тривалий час, а з часом обсипаються через природне нашарування.

Для виконання фрактальної оцінки масиву гірських порід необхідно на першому етапі на місцевості зробити знімки об'єкта з високою роздільною здатністю фотографії. Чим більша роздільна здатність, тим більш точніше буде виконуватися оброблення знімка, а відповідно, і точніше визначатися розмірність тріщин.

Так, на рис. 1.3 (додаток Г) зображено знімок ділянки борту кар'єру з накладеною на нього базовою сіткою. Для подальшого оброблення треба виділити ту частину знімку, де представлено відслонений масив, і відокремити частину, яка не стосується досліджуваної ділянки або не відповідає реальному зображенню об'єкта, як наприклад, ліва верхня частина скельного масиву, яка частково «засвічена» за рахунок віддзеркалення поверхні. Після оброблення знімку й надання тріщинам більш чіткого відокремлення від масиву отримаємо підготовлений для подальшого оброблення знімок (рис. 3.6).

На другому етапі оцінки ділянки відокремлено безпосередньо тріщини й виконано попередній розрахунок кількості тріщин відносно загальної площі масиву. Для цього використано програму ImageJ. При методі розрахунку фрактальної розмірності на основі зображення об'єкта "Box counting" виконується процес відбору ланок або збирання даних, який використовується для пошуку фрактальної розмірності шляхом підрахунку кількості зайнятих тріщинами ланок при згущенні сітки та функції, відомої як лакуарність. Основна процедура полягає в систематичному накладанні серії сіток, зменшуючи розмір сітки над зображенням, та записі даних підрахунків для кожної наступної серії розрахунків.

Існує два варіанти оброблення зображення: двоїчне сканування, тобто розбивка масиву на два кольори - чорний та білий. Даний спосіб є стандартним та

виконує підрахунок без урахування глибини розкриття тріщин, тобто враховує лише наявність тріщини в кожній окремій ланці. При режимі ROIs (Region Of Interests) у програмі FracLac масив представляється у відтінках сірого, тобто кожна окрема ланка має не лише характеристику самої наявності тріщини, але й урахуває відтінок, тобто дає змогу присвоєння ваги відтінкам кольорів. Початковий відтінок кольору, що береться за базовий, тобто за точку відліку наявності тріщин, потребує додаткового оброблення, тобто видалення фону за допомогою функції програми ImageJ або Photoshop «віднімання фону».

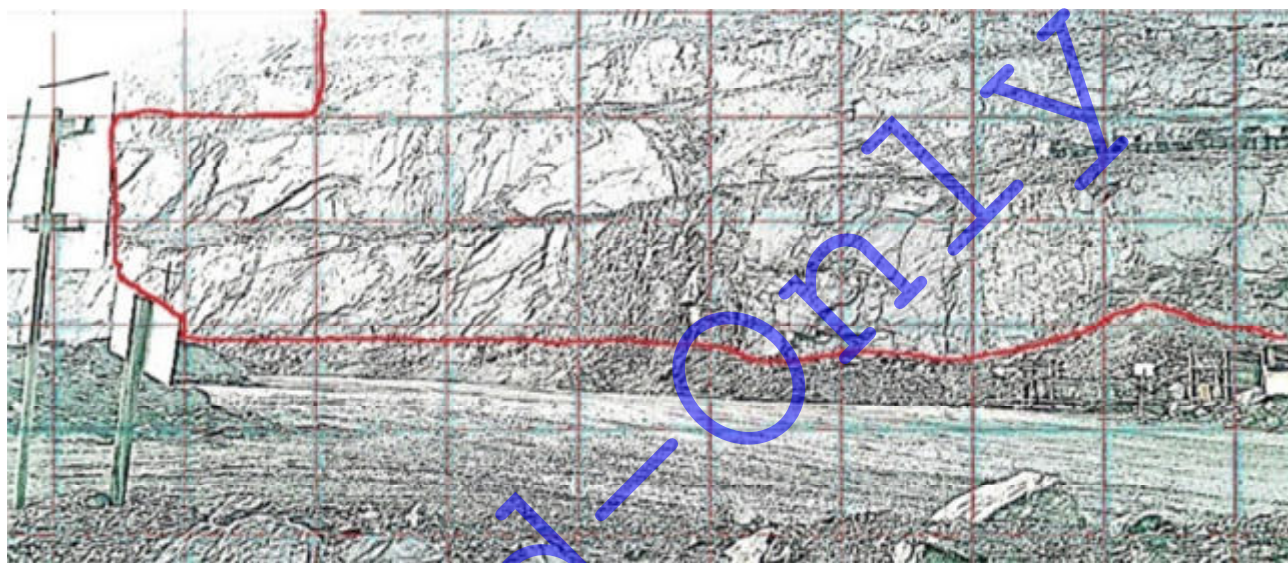


Рисунок 3.6. – Фотознімок ділянки борту кар'єру з накладанням сітки

Важливо відзначити, що кількість пікселів або «маса» в кожному блоці також змінюється залежно від розміру ланок сітки і підрахунок проводиться через середню вагу, тобто середню кількість пікселів переднього плану на блок конкретного розміру для розрахунку вагових параметрів лакуарності та мультифрактальності.

Підрахунок фрактальної розмірності залежить від положення вихідної сітки, тому оптимальну сітку для мультифрактального аналізу вибирають на основі критерію ймовірності. Розподілення ймовірностей визначається за кількістю пікселів N , які є в кожному i -му елементі розміром ϵ , необхідним для покриття об'єкта [7]:

$$P(i, \varepsilon) = N_{(i, \varepsilon)} / \sum_{i=1}^N N_{i, \varepsilon} \quad (3.1).$$

Отже, $P(i)$ походить від розподілення ймовірності ваги для всіх ланок i при зміні розміру ланки ε [7]:

$$\sum_{i=1}^N P(i, \varepsilon)^{Q=1} = 1, \quad (3.2)$$

$$\sum_{i=1}^N P(i, \varepsilon)^{Q=0} = N_{(\varepsilon)}, \quad (3.3)$$

де " Q " – довільний показник, що використовується для визначення мультифрактального масштабування. Це, зазвичай, від'ємне число, але його слід установити з урахуванням значення, яке буде використано для максимального Q , для оцінки зображення ділянки кар'єру узято: мінімум -10 та максимум +10. За допомогою програми отримано оптимальне розподілення сітки, що накладається. $D(Q)$ – (The General Dimension), тобто усереднене значення фрактальної розмірності. Формула для визначення узагальненої розмірності набуває вигляду [7]:

$$D(Q) = \tau(Q) / (Q-1), \quad (3.4)$$

де $\tau(Q)$ - нахил лінії регресії (рис. 3.7), у нашому випадку 0.03.

Так, для найбільш точної оцінки тріщинуватості ділянки масиву сітка набуде такого вигляду (рис. 3.8). Перед проведенням безпосередньо визначення фрактальної розмірності тріщин у масиві визначено загальний відсоток наявності тріщин на досліджуваній ділянці та видалено з ROIs частину ділянки, яка не відображає тріщинувату структуру масиву.

За результатами підрахунку, загальна площа тріщин, яка в подальшому буде брати участь у розрахунку фрактальної розмірності, відносно площі масиву, що розглядається склала 17,715% (рис. 3.9). Це свідчить про підвищену тріщинуватість даної ділянки масиву й необхідність провести додаткові дослідження на ступінь порушеності та уточнення коефіцієнта структурного ослаблення.

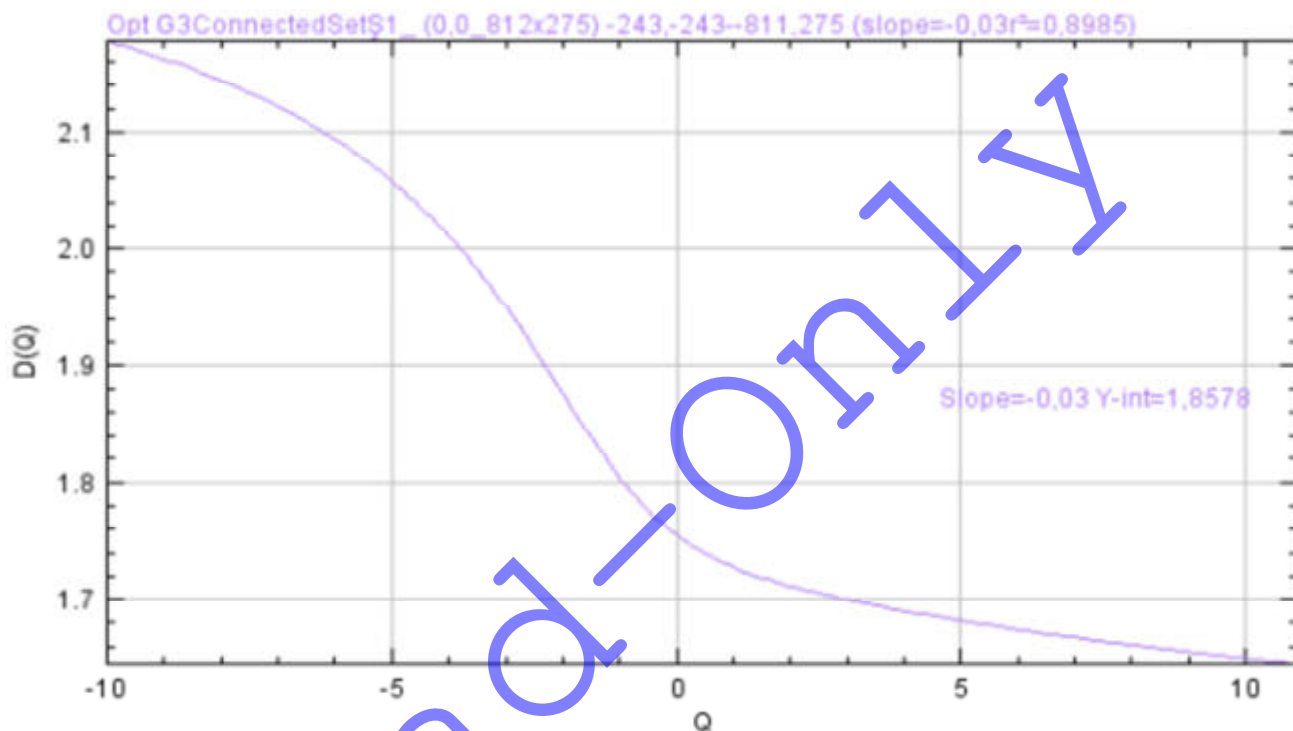


Рисунок 3.7. – Розподілення $D(Q)$ відносно Q

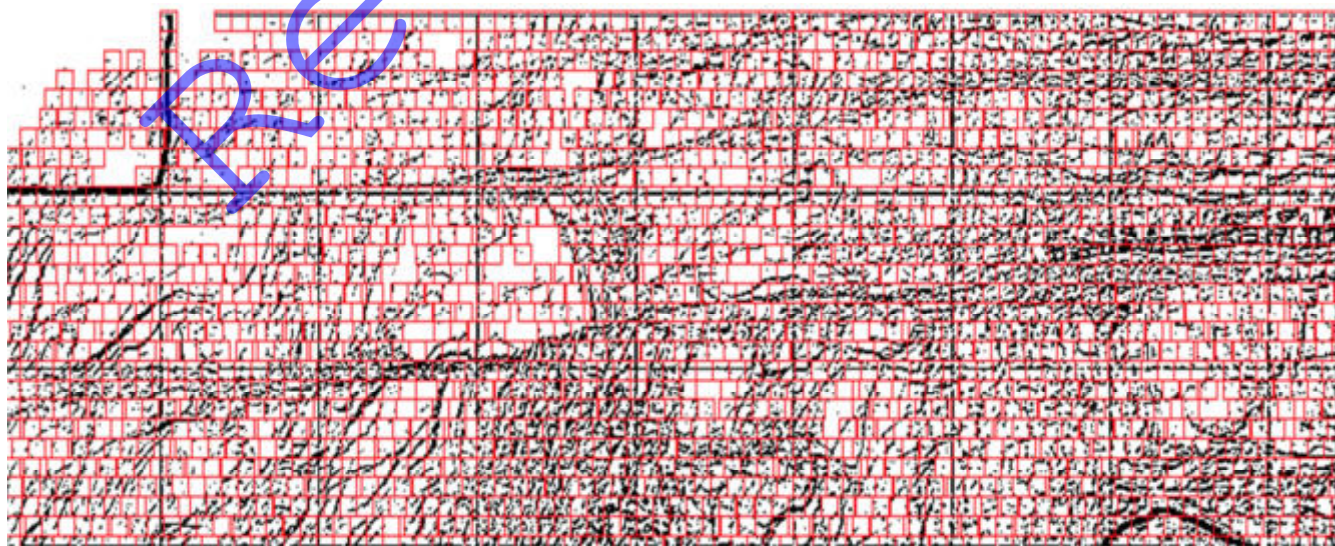


Рисунок 3.8. – результат накладання згущеної сітки на масив

На останньому етапі виконується підрахунок фрактальної розмірності з урахуванням відтінків сірого у вихідному знімку, розподілення шкали від 0 до 255. На масиві результати підрахунку фрактальної розмірності набули такого вигляду (рис. 3.10), а шкалу розподілення фрактальної розмірності тріщин (рис. 3.10) наведено на рис.3.11 .

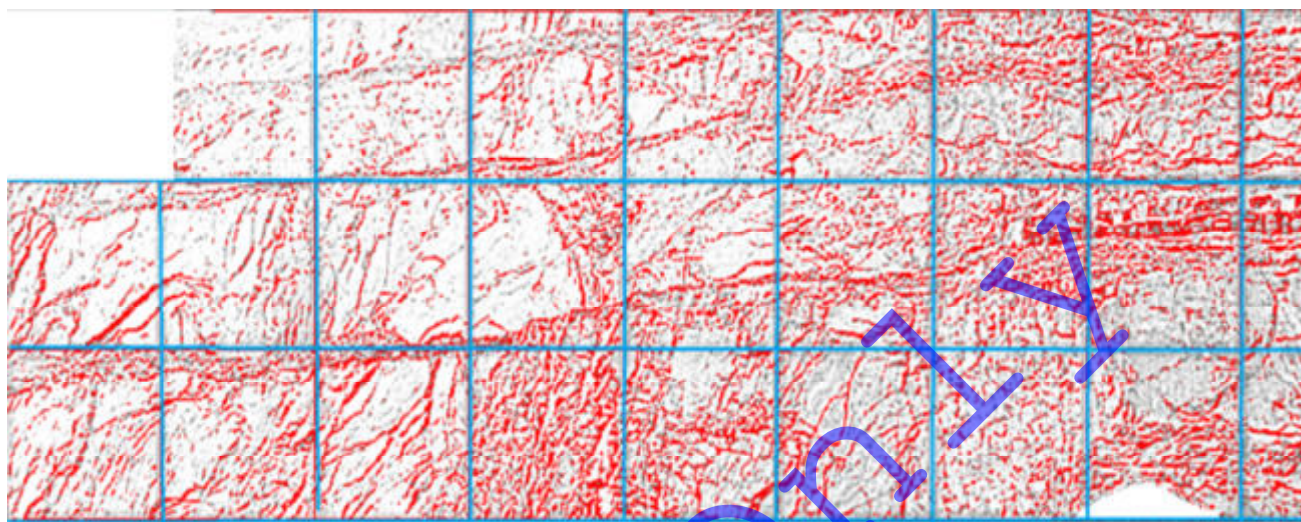


Рисунок 3.9. – Розподілення тріщин у масиві

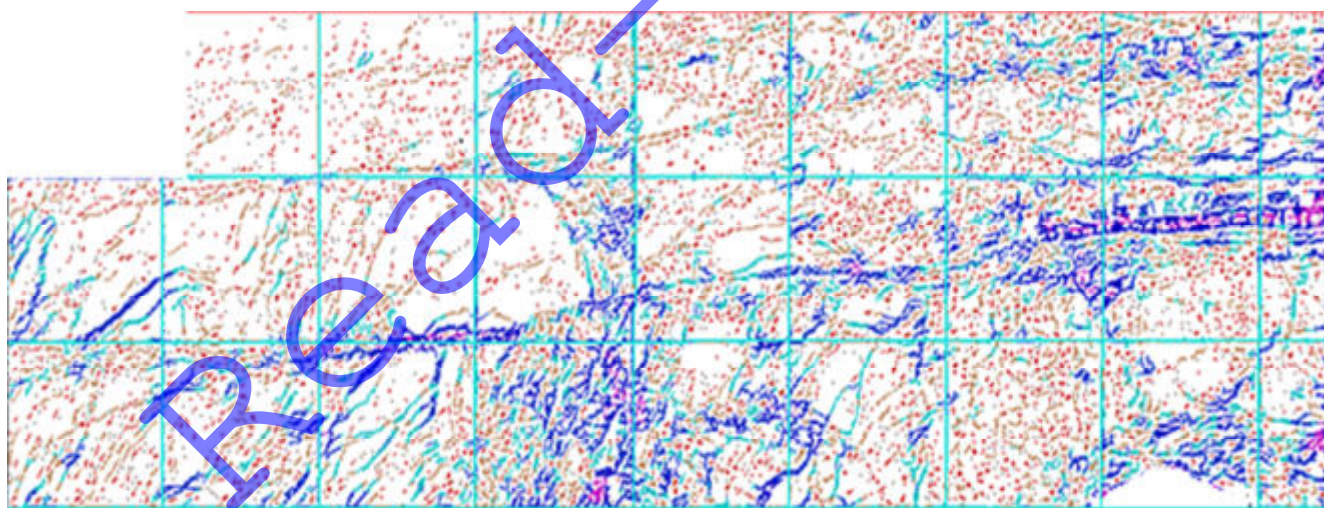


Рисунок 3.10. – Розподілення значень оцінки фракталу з урахуванням відтінків сірого

Як юачимо, найбільшого розповсюдження набули тріщини середнього значення фрактальної розмірності, а верхньої границі, якій відповідає значення 255, так і не була досягнуто, тобто це говорить про те, що масив, хоча й порушений, але великих розривних порушень на ньому немає, тому ця ділянка

борту відносно безпечна в плані стійкості, хоча повністю її оцінити за декількома уступами не можна. Для повної оцінки даної ділянки необхідно проводити повноцінний розрахунок з урахуванням як геологічного складу борту, так і його геометричних параметрів.



Рисунок 3.11. – Шкала розподілення фрактальної розмірності залежно від інтенсивності кольору

Для цих трьох об'єктів і визначалася фрактальна розмірність породного масиву з використанням вищенаведеної методики аналізу зображень за такою формулою [7]:

$$d = \frac{\ln N}{\ln\left(\frac{1}{\delta}\right)} + 1 = \frac{\lg N}{\lg\left(\frac{1}{\delta}\right)} + 1 = \text{tg} \varphi_i + 1, \quad (3.5)$$

де N – кількість ланок, заповнених при кожному розмірі ланок δ .

$\text{tg} \varphi_i$ знаходиться з графіків, побудованих на основі проведених досліджень (рис. 3.12).

На підставі аналізу результатів розрахунків встановлено, що деформація зразків порід відбувається разом із розгалуженням та злиттям тріщин. Тріщини, що взаємодіють утворюють джерела порушень – кластери. Динаміку цього процесу слід розглядати як саморозвиток тріщинуватості за рахунок зовнішнього навантаження на кластерну структуру гірського масиву.

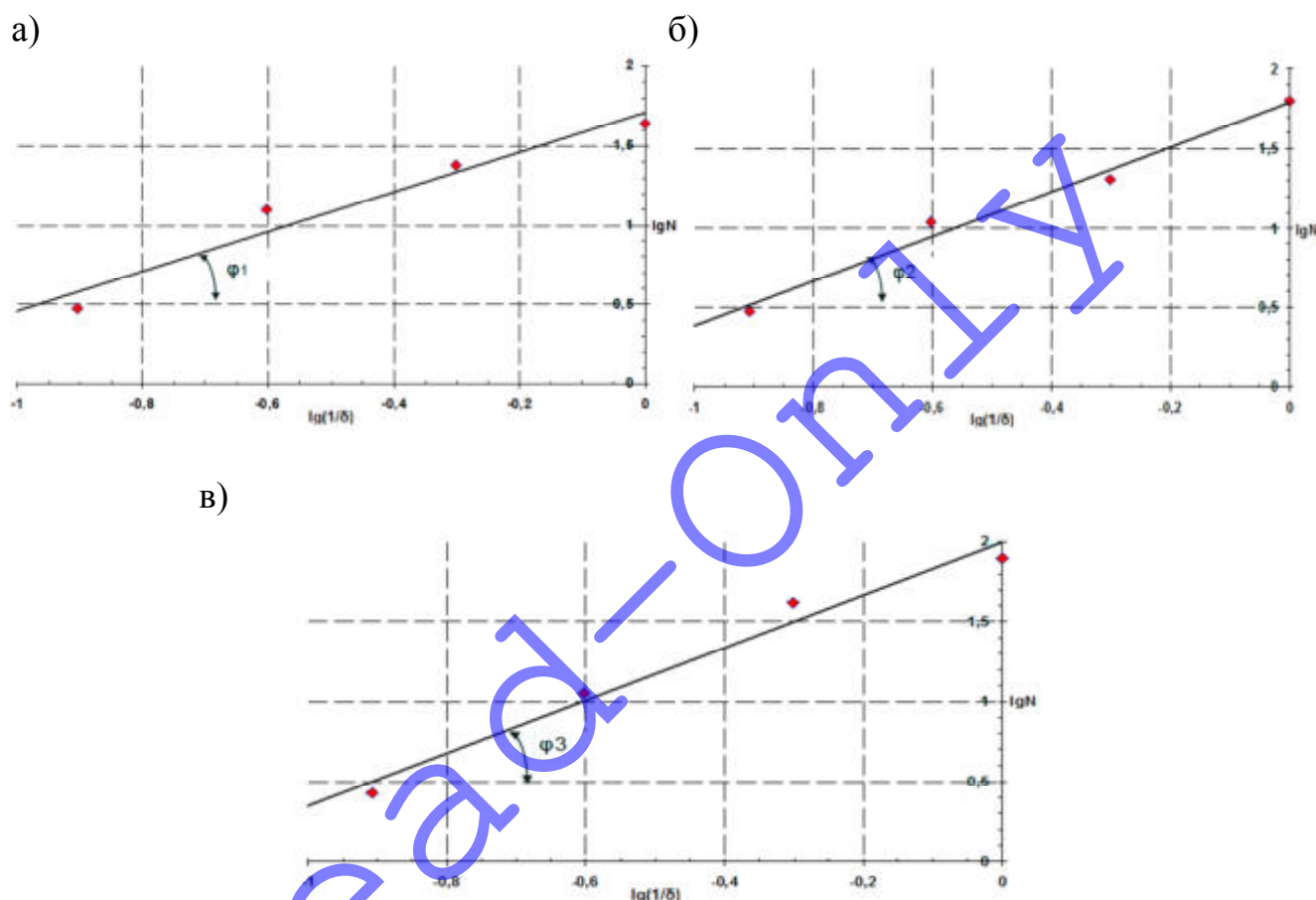


Рисунок 3.12. – Результати визначення фрактальної розмірності породних масивів в укосах скельних уступів південно-західного борту кар'єру ПрАТ «ІНГЗК»: а) природна тріщинуватість; б) після стандартного контурного підривання; в) після контурного свердловинами змінної глибини

За результатами досліджень було встановлено нелінійний ріст фрактальної розмірності порушень залежно від навантаження на зразок гірської породи.

Залежність описується таким рівнянням:

$$d = d_0 + k(\sigma^2 - m\sigma), \quad (3.6)$$

де d_0 – фрактальна розмірність зображення ділянки масиву; k , m – емпіричні коефіцієнти; σ – нормальне напруження.

Отримані результати є базою для прогнозу руйнації гірських порід, а отже, і для визначення ступеня стійкості як підземних, так і відкритих гірничих виробок. Виконавши розрахунок, отримано такі значення фрактальної розмірності для різних умов виставлення на граничне/кінцеве положення породних укосів:

– для природної тріщинуватості породного укосу згідно з формулою 3.6:
 $d_1=2,27$;

– для тріщинуватості, що утворилася при контурному підриванні з використанням стандартних гірлянд ВР: $d_2= 2,38$;

– при контурному підриванні з використанням укорочених свердловин:
 $d_3= 2,63$.

Такий спосіб використання вищенаведеної методики дозволяє робити кількісну оцінку фрактальної розмірності породних масивів на підставі аналізу фотозображень їх укосів.

За допомогою фрактального підходу більш повно інтерпретується масштабний ефект міцності в гірських породах, який відображається в залежності міцності σ_p від геометричних розмірів тіла [7, 8].

Причина цього пов'язана з механізмом руйнування крихкого матеріалу, а вплив розмірів тіла на його міцність найчастіше описують за допомогою такого ступеневого закону:

$$\sigma_p \rightarrow V^{-\frac{1}{m}}, \quad (3.7)$$

де V – характерний об'єм матеріалу, що руйнується; m – коефіцієнт неоднорідності крихкого матеріалу.

Інтенсивність, з якою з'являється масштабний ефект міцності, пов'язана з показником ступеня m , оскільки він характеризує ступінь неоднорідності розподілення дефектів у твердому тілі. Сильно неоднорідні матеріали з великою мінливістю міцнісних властивостей характеризуються малими значеннями m ($m=1,5-4$) і помітним масштабним ефектом; у такому випадку вони

характеризуються великою кількістю дефектів на тілі й по мірі масштабування їх кількість збільшується.

Матеріали з більшими коефіцієнтами неоднорідності m приймаються за однорідне середовища, порушене чисельними дрібними дефектами; у межі при $m \rightarrow \infty$ виходить однорідний матеріал, до складу якого входять нескінченно малі дефекти.

Параметр m прямо пов'язаний із фрактальними характеристиками дефектних структур і механізмом руйнування. Дефектні структури різної природи в крихких матеріалах мають самоподібність структури й підкоряються фрактальним закономірностям розподілення й росту. Іншими словами, нескінченність дефектів у матеріалах представимо як самоподібний фрактальний кластер розмірністю d ($0 \leq d \leq 3$). Тому коефіцієнт неоднорідності матеріалу m безпосередньо пов'язаний з геометричними й імовірнісними характеристиками дефектної нескінченності та його фрактальною розмірністю d . Значення d , в об'ємі реального твердого тіла, має діапазон мінливості від 2 (рідкі точкові дефекти) до 3 (об'єм повністю насичений дрібними дефектами).

При $m \rightarrow \infty$, $d \rightarrow 3$, що відповідає уявленню про нескінченно порушену структуру, тобто при масштабуванні будуть виявлятися все нові й нові дефекти і їх буде нескінченно багато, вони нескінченно малі й рівномірно розподілені в межах об'єкта, а отже, маємо абсолютно однорідний матеріал.

Детальні дослідження показали, що розподілені в матеріалі дефекти не є рівнозначними, як прийнято раніше, і в багатьох випадках такі припущення не можна вважати виправданими. У твердому тілі можуть знаходитись одночасно дефекти різних розмірів (масштабних рівнів). Наявність декількох ієрархічних рівнів дефектності спричиняє подібний ієрархічний рівень розподілу навантажень на неоднорідностях. Одні блоки матеріалу виявляються сильно перевантаженими, у той час як інші залишаються недовантаженими або взагалі не несуть ніякого навантаження.

Розглядаючи тепер квазікрихке руйнування тіла з урахуванням того, що зруйнована структура - це фрактальний кластер розмірністю d , який в здебільшого

, збігається з дефектною структурою, руйнування тіла на частини повинна забезпечувати мінімальна дефектна структура, і тому, її фрактальна розмірність повинна бути не меншою від двох і проявлятися за такої умови [7]:

$$d = 2 - \frac{\ln\left(\frac{\sigma_0}{\sigma}\right)}{\ln\frac{L}{\delta}} = 2 - \frac{\lg\left(\frac{\sigma_0}{\sigma}\right)}{\lg\frac{L}{\delta}}, \quad (3.8)$$

де σ_0 – міцність матеріалу, порушеного тріщинами й поверхнями ослаблення; σ – руйнівне напруження для структурного елемента (зерна, куска, блока) розміром δ ; L – характерний розмір твердого тіла.

Перетворимо вищенаведений вираз до такого вигляду:

$$\lg\frac{\sigma_0}{\sigma} = (2-d) \cdot \lg\frac{L}{\delta}. \quad (3.9)$$

Ураховуючи, що метою даного етапу дослідження є визначення ступеня стійкості уступів, груп уступів і бортів кар'єрів, складених скельними породами, відношення σ_0/σ у вищенаведеній формулі являє собою не що інше, як коефіцієнт структурного ослаблення k_c .

Відношення лінійних розмірів L/δ , з формули (3.7), до розрахунків стійкості відкритих гірничих виробок необхідно розглядати як відношення ймовірного об'єму призми зрушення V до об'єму характерного структурного блока V_0 .

Тоді вираз (3.8) доводимо до вигляду, що дозволяє визначати коефіцієнт структурного ослаблення породного масиву відповідно до зміни його фрактальної розмірності:

$$\lg k_c = (2-d) \cdot \lg\frac{V}{V_0}. \quad (3.10)$$

Звідки одержуємо вираз для визначення коефіцієнта структурного ослаблення породного масиву залежно від його фрактальної розмірності:

$$k_c = 10^{(2-d) \cdot \lg \frac{V}{V_0}} \quad (3.11)$$

На рис. 3.13 наведено графічну залежність коефіцієнта структурного ослаблення породного масиву від величини його фрактальної розмірності при різних значеннях масштабного фактора [8].

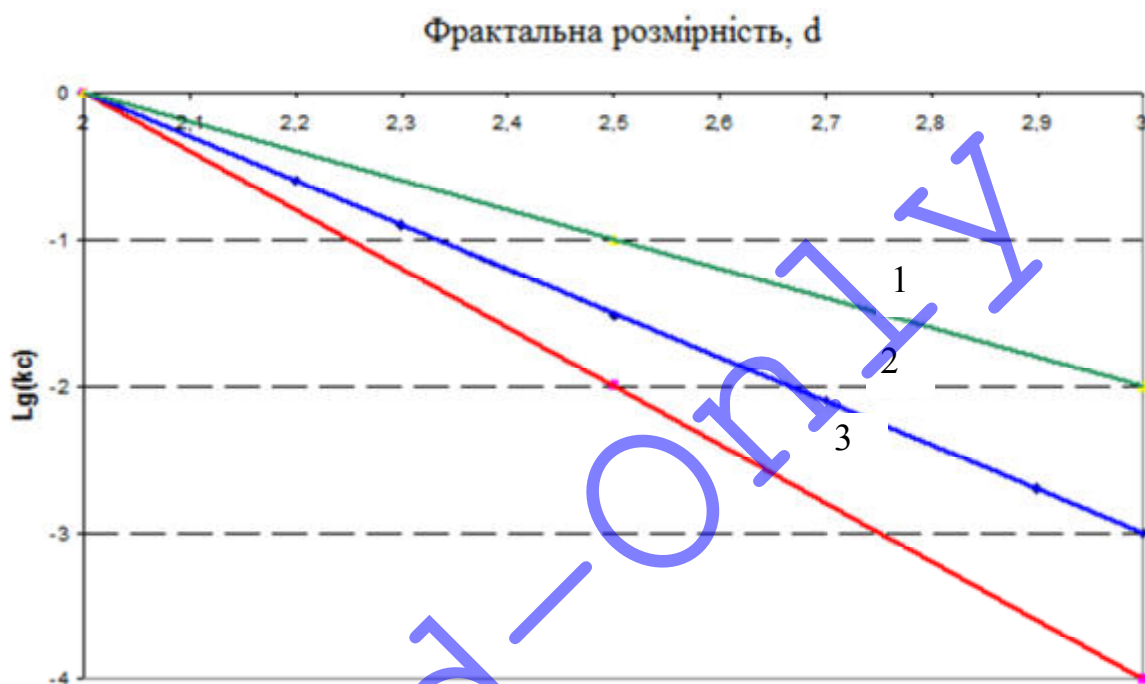


Рисунок 3.13. – Залежність коефіцієнта структурного ослаблення k_c породного масиву від величини його фрактальної розмірності при різних значеннях масштабного фактора:

$$1) \frac{V}{V_0} = 100; \quad 2) \frac{V}{V_0} = 1000; \quad 3) \frac{V}{V_0} = 10000.$$

З урахуванням вищенаведених значень фрактальної розмірності для породного масиву в районі південно-західного борту Інгулецького кар'єру, на підставі отриманого аналітичного виразу (3.10), розраховано числові значення коефіцієнта структурного ослаблення, необхідні для визначення ступеня стійкості здвоєних уступів у районі південно-західного борту Інгулецького кар'єру при виставленні їх на граничний, проміжний або тимчасово неробочий контур: для тріщинуватості, що утворилася при контурному підриванні з використанням стандартних гірлянд ВР, $k_c = 0,0195$; для тріщинуватості, що утворилася при

контурному підриванні з використанням стандартних гірлянд ВР, $k_C = 0,0195$; при контурному підриванні з використанням укорочених свердловин $k_C=0,015$.

Використання при контурному підриванні вкорочених свердловин призводить до більш істотного (на 28,6%) ослаблення законтурного масиву порівняно з його природною порушеністю. Зіставлення отриманих результатів з даними про значення коефіцієнта структурного ослаблення для ділянок південно-західного борту Інгулецького кар'єру, розрахованими традиційним способом, наведеним у працях [2, 7] (табл. 3.3), показує, що використання методу розрахунків коефіцієнта структурного ослаблення з урахуванням фрактальної розмірності дозволяє уточнити його величину на 5–10%.

На основі зіставлення розрахованих величин коефіцієнта структурного ослаблення встановлено, що використання традиційного методу контурного підривання не призводить до суттєвого підвищення (усього на 7,1%) ступеня порушеності законтурного масиву порівняно з його природною тріщинуватістю.

За результатами досліджень було виконано районування кар'єрного поля за фактором тріщинуватості, де відокремлено зони за відсотком несприятливо направлених тріщин, які негативно впливають на цілісність гірського масиву.

На західному та частині північного бортах відсоток несприятливо направлених тріщин складає від 6 до 8%, на іншій частині північного та північно-східного бортах кар'єру цей показник коливається від 7 до 11%. Найбільш активно тріщини проявляються на східному та східно-південному бортах, де відсоток несприятливо орієнтованих тріщин складає 17–21%. У південній та південно-західній частині кар'єру відсоток тріщин коливається від 7 до 16%.

Провівши прив'язку до кожної окремої зони, визначено відсоток несприятливо орієнтованих тріщин та їх величину. Дані зведено до табл. 3.4.

Таблиця 3.3. Величини розрахункових зчеплень (3 , т/м²) масиву гірських порід ділянок кар'єрного поля (при коеф. тріщинуватості $a = 6-7$, $3_0 = 20-30$ і більше МПа) з коефіцієнтами запасу стійкості, що дорівнюють 1,0; 1,3; 2,0 [2,7]

Ділянка кар'єрного поля	Н, м	W (a)	Розрахункова величина C залежно від КЗС, т/м ²			Коефіцієнт структурн. ослаблення
			1,0	1,3	2,0	
Вихідні характеристики тектонічної порушеності масиву гірських порід						
1. За тріщинуватістю: - залізо-сланцевих гор. - магнетитових кварцитів			(22) 18 25	(16) 14 19	(10) 9 12	
2. За нашаруванням: - сланцевих гор. - залізистих гор.			16 16	12 12	8 8	
1. Східний борт						
1.1. Південна	600	2,86 (7)	81 (3170)	62	40	0,019
1.2. Південна рудно-кристалічна товща	375	2,86 (6)	62 (2328)	48	31	0,020
1.3. Центральна	810	2,86 (7)	86 (3500)	66	43	0,018
1.4. Центральна рудно-кристалічна товща	600	2,86 (6)	64 (2222)	49	32	0,022
1.5. Північна	585	2,86 (7)	88 (3499)	68	44	0,019
1.6. Північна рудно-кристалічна товща	285	2,86 (6)	70 (2225)	54	35	0,024
2. Західний борт						
1.1. Південна	630	2,70 (7)	94 (3877)	73	47	0,019
1.2. Південна рудно-кристалічна товща	390	2,70 (7)	84 (3426)	65	42	0,020
1.3. Центральна	585	2,70 (7)	96 (3914)	74	48	0,019
1.4. Центральна рудно-кристалічна товща	285	2,70 (7)	90 (3483)	70	45	0,021
1.5. Північна	345	2,70 (7)	86 (3140)	66	43	0,020
1.6. Північна рудно-кристалічна товща	80	2,70 (7)	103 (3368)	79	52	0,026

Таблиця 3.4. Відсоток несприятливо направлених тріщин за досліджуваними профілями

Номер профілю	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Відсоток несприятливо орієнтованих тріщин	15	14	12	8	7	19	20	21	16
Номер профілю	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Відсоток несприятливо орієнтованих тріщин	8	7	9	11	6	6	6	8	7

3.4. Оцінка впливу підземних виробок на стійкість укосів

Для глибоких залізрудних родовищ Кривбасу характерне відпрацювання покладів як відкритим, так і підземним способами. Доволі часто складається ситуація, коли кар'єр повторно відпрацьовує родовища або ділянки, що потрапляють у межі вже існуючих або ліквідованих шахтних полів. Наприклад, така ситуація актуальна для кар'єру №1 ПрАТ «ЦГЗК», де підпрацьованим шахтними виробками є східний борт, а Інгулецький кар'єр ПрАТ «ІнГЗК» повторно відпрацьовує частину шахтного поля від шх. «Центральна», що знаходиться на північному борту кар'єру.

Науково-практичне завдання оцінки стійкості бортів, які знаходяться в межах шахтних полів, набуло актуального значення в регіоні Кривбасу, оскільки забезпечення виконання економічних показників та безпеки людей при розробці родовища залишається одним із найбільш пріоритетних напрямків у розвитку науки та проектуванні глибоких кар'єрів. При розв'язанні цього завдання необхідно встановити закономірності впливу відпрацьованого простору на загальну стійкість ділянки борту загалом, адже локальна стійкість та безпека розв'язується через буріння неглибоких розвідувальних свердловин при розбурюванні блока, що підринається. У сучасній маркшейдерській практиці для визначення положення проєкцій пустот на денну поверхню складають суміщені плани ведення гірничих робіт, де зображено шахтні та кар'єрні гірничі виробки у 2D - і 3D - моделях, що дозволяє з достатньою точністю прогнозувати ділянки, які потребують додаткових спостережень або розвідки. Отже, для виконання кількісного обліку порушеності масиву за рахунок впливу шахтних виробок було створено 3D - модель шахти «Центральна», яка суміщена з моделлю Інгулецького кар'єру. Це дозволило виконати районування кар'єрного поля за фактором впливу шахтних виробок та погашених або частково погашених пустот і в подальшому використати фактор впливу шахтних виробок для розрахунку зведеного інтегрального показника.

3D - модель побудовано в програмі *K-MINE*. Вибір програми обумовлений тим, що на ПрАТ «ІнГЗК» графічна документація ведеться в цій геоінформаційній системі, тому проводити суміщення планів кар'єру з положенням шахтних виробок буде найбільш зручно. Вихідним матеріалом при створенні 3D - моделі шахти стали погоризонтні плани та перерізи за весь час існування шахти 1933–1997 рр.

Для створення 3D- моделі ш.«Центральна» було відскановано базовий геолого- й маркшейдерсько-графічний матеріал, виконано ув'язку систем координат Інгuleцького кар'єру з системою координат шахти, проведена оцифровку розрізів за осями (рис. 3.14) та погоризонтними планами (рис. 3.15).



Рисунок 3.14. – Схема оцифрованого перерізу за віссю 1

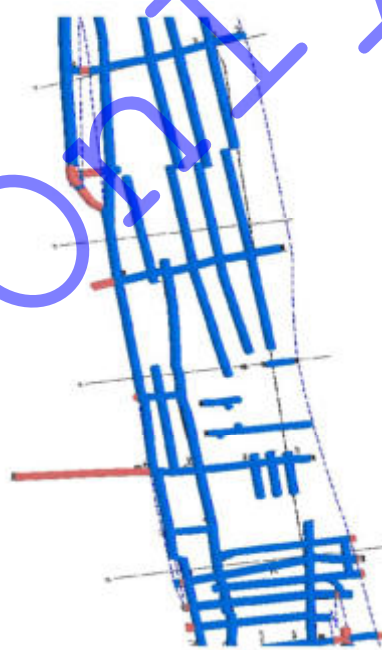


Рисунок 3.15. – Схема оцифрованого погоризонтного плану (гор. +15)

Виконано суміщення погоризонтних планів шахти та кар'єру, для подальшої оцінки впливу шахтних виробок і врахування його як одного з факторів (рис.3.16) додатково побудовано вертикальні перерізи за осями шахти «Центральна» (рис. 3.17). Виконано суміщення підземних шахтних виробок за матеріалами аерофотозйомки (рис. 3.18).

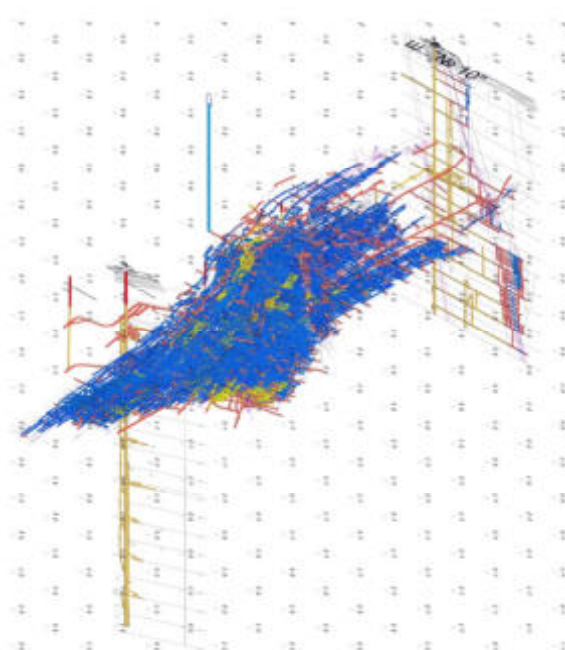


Рисунок 3.16. – 3D - модель погоризонтних планів шахти «Центральна»

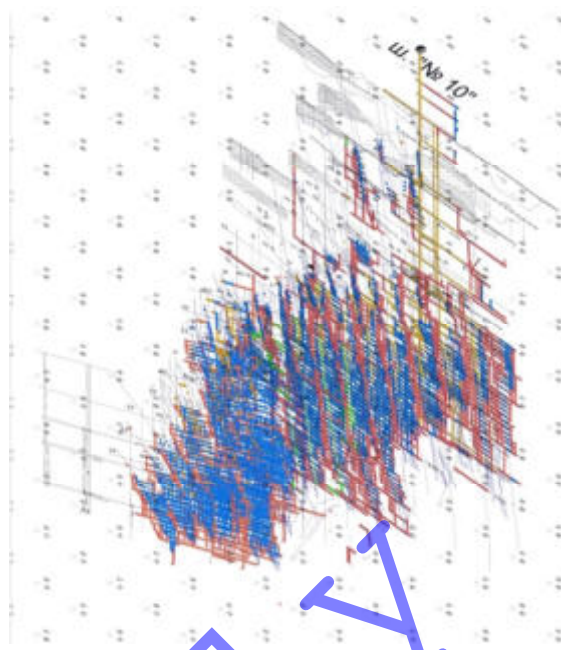


Рисунок 3.17. – 3D - модель вертикальних планів по вісях шахти «Центральна»

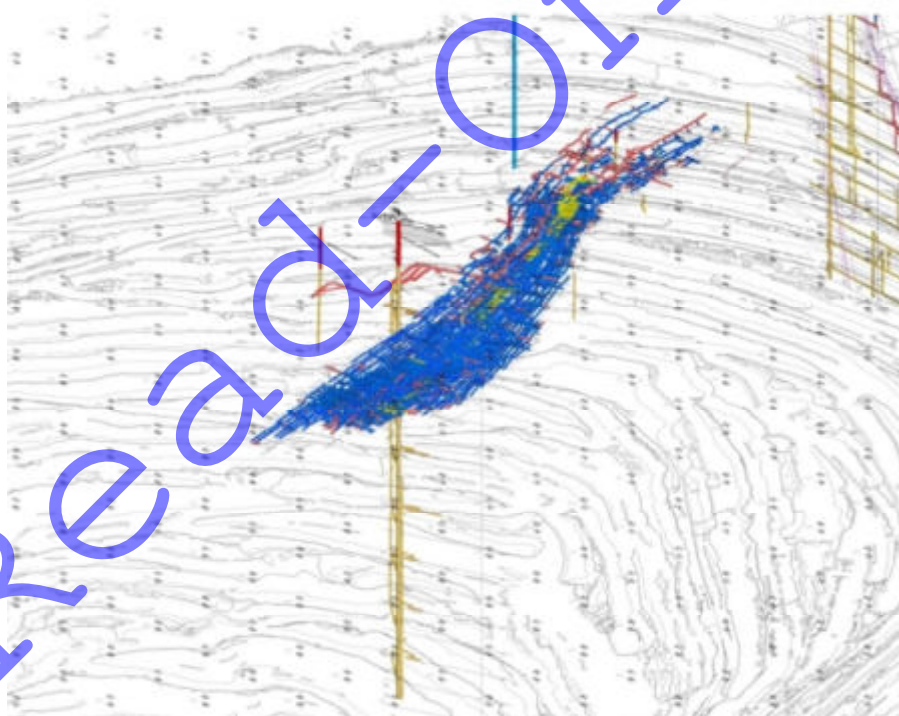


Рисунок 3.18. – Зведена аксонометрична проекція Інгулецького кар'єру з верхніми горизонтами шахти «Центральна»

Для проведення детальної оцінки доцільно обмежити поверхню борту кар'єру каркасом. Провівши цю операцію чітко, бачимо виходи шахтних виробок по борту (рис. 3.19.). Це дає можливість вчасно вжити заходів, які забезпечать безпечне ведення гірничих робіт на цій ділянці.

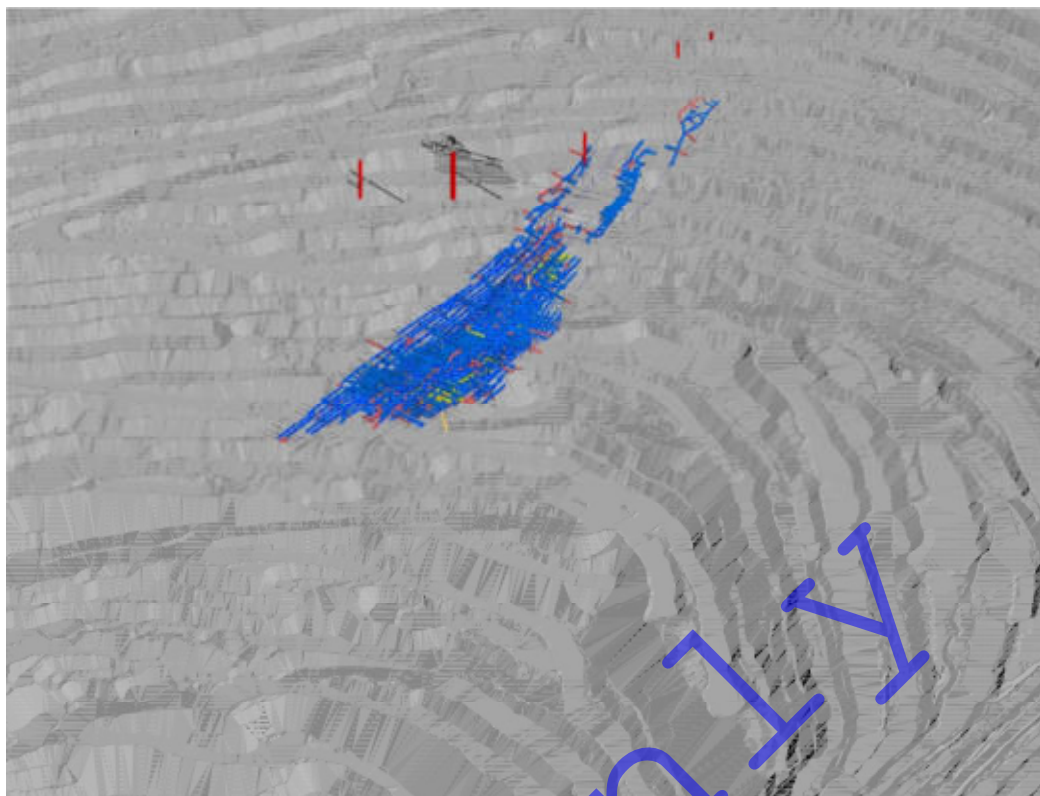


Рисунок 3.19. – Схема Інгулецького кар'єру з виробками верхніх горизонтів шахти «Центральна»

На разі розглянута ділянка є досить стабільною, але, якщо брати до уваги розширення кар'єру в цьому напрямку й проаналізувати план під кінець відпрацювання з накладанням на створену 3D - модель, встановлено, що із поглибленням (при відпрацюванні до проектної відмітки -600 м) достатньо велика частина шахтних виробок буде перебувати в межах кар'єру, тому даний фактор необхідно постійно враховувати при розкритті нових горизонтів кар'єру.

Створена 3D - модель дозволяє враховувати наявність шахтних виробок протягом усього періоду відпрацювання кар'єру як при проектуванні, так і при поточному обслуговуванні гірничих робіт. Провівши аналіз розміщення виробок шахти «Центральна» відносно Інгулецького кар'єру, було виконано побудова 3D-моделі зони воронкоутворення й зони мульди зрушення.

Дослідження показують, що на основі проведення оцінки стійкості борту підпрацьованого підземними гірничими роботами, необхідно виконувати оцінку порушеності цілісності гірського масиву й враховувати втрату зчеплення на ділянках мульди зрушення. Для цього визначають коефіцієнт порушеності

масиву. В умовах плоскої задачі запропоновано такий спосіб визначення коефіцієнта порушеності: його викладено в праці [10]. На практиці його задіяно для оцінки стійкості східного борту кар'єру №1 ПрАТ «ЦГЗК».

Східний борт кар'єру № 1 ПрАТ «ЦГЗК» підпрацьований підземними гірничими виробками. Тому при розробленні фізико-математичної моделі для розрахунків ступеня його стійкості ми врахували такі особливості цього об'єкта:

- геологічна будова борту кар'єру характеризується нашаруванням породних масивів уздовж його борту під кутом від 60° до 65° за простяганням;
- унаслідок того, що борт є лежачим відносно шарів порід, у його верхній частині формування поверхні ковзання відбувається по шарах до того моменту, коли в масиві виникнуть достатні дотичні напруження, необхідні для формування поверхні ковзання, спрямовані вбік виробленого простору;
- борт підпрацьований підземними виробками, унаслідок чого можливе зниження величини молекулярного зчеплення до нульового значення на ділянках імовірної поверхні зрушення, яка потрапляє в зону «виходу» пустот на денну поверхню.

Схему для розрахунків фізико-математичної моделі величини коефіцієнта запасу стійкості борту кар'єру, з урахуванням його підпрацювання підземними гірничими виробками, наведено на рис. 3.20.

В основу даної моделі покладено аналіз механізму «виходу» підземних пустот на денну поверхню. Аналіз процесів воронкоутворення, дозволяють стверджувати, що основним фактором, який знижує ступінь стійкості бортів підпрацьованих кар'єрів, є зменшення величини молекулярного зчеплення практично до нуля внаслідок дезінтеграції породного масиву.

При проведенні обчислень на ділянці перетину ймовірної поверхні зрушення з прогнозованою зоною виходу воронки вторинного обвалення на денну поверхню величина сил молекулярного зчеплення приймається такого, що дорівнює нулю. Величина кута внутрішнього тертя для дезінтегрованого породного масиву залишається такою ж, як і для непорушеного породного масиву.

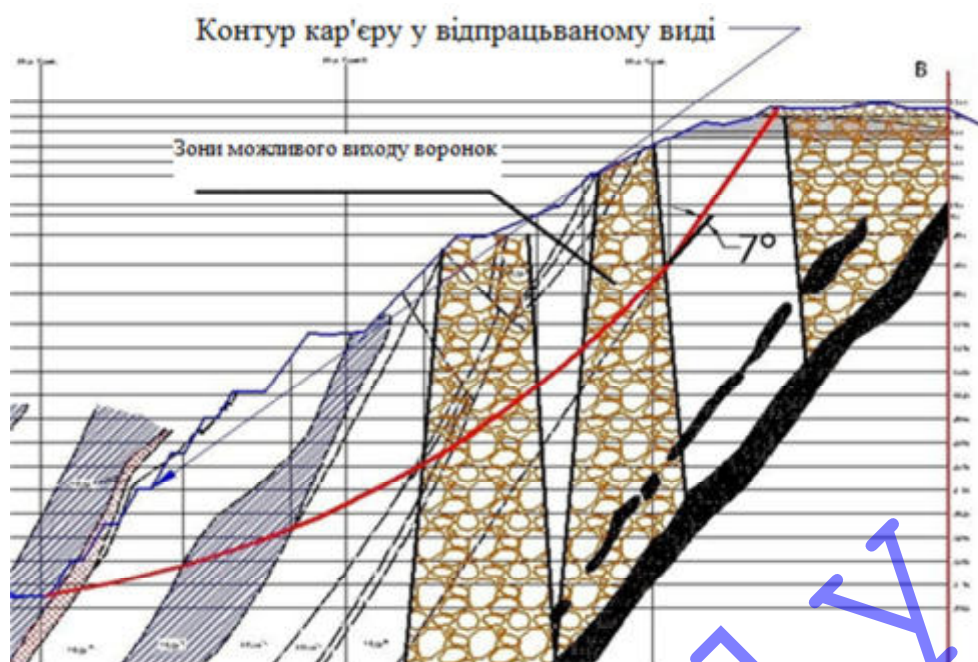


Рисунок 3.20. – Схема до розрахунків стійкості борту кар'єру , підпрацьованого підземними гірничими виробками

Ступенем порушеності породного масиву K_{np} воронками вторинного обвалення є параметр, обумовлений таким співвідношенням:

$$K_{np} = \frac{L_0}{L} \cdot 100\%, \quad (3.12)$$

де L – довжина призми можливого зрушення, м; L_0 – довжина ділянки, де можливе перетинання поверхні зрушення із зоною виходу воронки вторинного обвалення на денну поверхню, м.

Розрахунок стійкості східного борту кар'єру з урахуванням зон воронкоутворення виконано за рівнянням виду [11, 12]:

$$n_3 = n'_3 - \frac{\sum_{i=1}^N C_i S_i}{\sum_{i=1}^N V_i \gamma_i} K_{np} / 100\%, \quad (3.13)$$

де S_i – площа поверхні ковзання i -го розрахункового блока, m^2 ; C_i – усереднене значення молекулярного зчеплення гірських порід по i -му розрахунковому блоку;

n_3 – коефіцієнт запасу стійкості борту кар'єру, з урахуванням ступеня його порушеності вторинним воронкоутворенням, частки од.; n'_3 – коефіцієнт запасу стійкості борту кар'єру, не порушеного вторинним воронкоутворенням, частки од.; V_i – об'єм i -го розрахункового блока, м³; γ_i – усереднена об'ємна вага гірських порід в i -му розрахунковому блоці, Н/м³; n – кількість розрахункових блоків.

Дослідженнями встановлено, що розглянутий спосіб недостатньо точний у вигляді обліку порушеності масиву в розрізі, а не в об'ємі. Для його уточнення пропонується врахувати просторові порушеності масиву гірських порід за наявними даними про положення мульди зрушення [11].

Так коефіцієнт порушеності пропонується визначати з відношення площ порушеної й загальної площ сектора борту:

$$K_{HP} = \frac{S_m}{S_c} \cdot M \cdot 100\%, \quad (3.14)$$

Де S_m – площа мульди зрушення в межах ділянки спостереження, м²; S_c – площа ділянки борту, м², M – коефіцієнт впливу порушеності масиву, віднесений до певної зони мульди зрушення, для зони воронкоутворення цей коефіцієнт прийнятий за одиницю, для зони тріщин і терас він дорівнює 50%, а для зони плавних зрушень – 25%.

За базовий вираз для розрахунків стійкості підпрацьованого масиву прийнято (3.12), його можна скоротити, увівши коефіцієнт K :

$$K = \frac{\sum_{i=1}^N C_i S_i}{\sum_{i=1}^N V_i \gamma_i} \quad (3.15)$$

Після перетворення виразу (3.12) отримаємо:

$$n_3 = n'_3 - K \cdot K_{HP} / 100\% \quad (3.16)$$

Через побудову суміщеної 3D - моделі шахти та кар'єру на основі виведеної формули необхідно коефіцієнт запасу стійкості розраховувати з поправкою на ступінь втрати цілісності масиву гірських порід за рахунок впливу шахтних виробок, оскільки від цього залежить достовірність оцінки стійкості ділянки борту кар'єру та безпека при його відпрацюванні.

3.5. Оцінка впливу об'ємної геометрії кар'єру на стійкість укосів

Для прогнозу стійкості Інгулецького кар'єру використовувались інженерні методики. Результати розрахунків, згідно з яким визначено коефіцієнт запасу стійкості, не враховували криволінійності контуру кар'єру. Криволінійність контуру підвищує стійкість борту кар'єра за рахунок додаткового опору призми можливого обвалення, створюваного горизонтальними силами бортового розпору. Для глибоких кар'єрів вплив об'ємного фактора на стійкість помітно посилюється, що говорить про актуальність дослідження цього питання для умов Інгулецького кар'єру.

Методи розрахунків об'ємних укосів досліджувалися ВНДМІ та ІГТМ [13, 14]. У теоретичному плані ці роботи базуються на розв'язку вісесиметричних задач граничної рівноваги. На цій основі отримано графіки граничних контурів укосів круглих виїмок і відпрацьованих ділянок (із залученням методу аналогій), спосіб визначення кутів укосів круглих виїмок плоского профілю. Однак ці методики не позбавлені недоліків. Зокрема вони застосовуються тільки для однорідних бортів кар'єрів. Борт Інгулецького кар'єру по всьому периметру має складну неоднорідну будову, яка характеризується чергуванням літологічних утворень із широким діапазоном зміни фізико-механічних властивостей, а також розвитком різних тектонічних порушень, у деяких випадках з потужними зонами подрібнення порід. Застосування методик ВНДМІ для таких умов може привести до значних помилок. У той же час знання точної картини об'ємного напружено-

деформованого стану гірського масиву відкриває можливість для більш повного й поглибленого аналізу прояву об'ємного фактора при розрахунках стійкості. Виявляється доцільним зв'язати зміну стійкості зі зміною напруженого стану масиву при переході від плоскої задачі до просторової й на цій основі запропонувати методику визначення параметрів масивів, яку використовувати надалі для обґрунтування раціональних параметрів бортів Інгулецького кар'єру.

Для обліку цього фактора ми використали методику, викладену в працях [1, 14, **Ошибка! Источник ссылки не найден.**].

Аналіз проекту на відпрацювання Інгулецького кар'єру дозволяє зробити висновок, що весь кар'єр можна представити у вигляді сукупності суміщених, круглих у плані, ділянок різного радіуса кривизни. Тому дослідження напружено-деформованого стану в просторовому випадку проводяться на основі розв'язку вісесиметричної задачі.

Спочатку, за допомогою МКЕ проводилася серія розрахунків напружено-деформованого стану плоского й круглого, у плані вісесиметричного, бортів кар'єру з однаковими геометричними характеристиками перерізів, при різних значеннях параметрів, що визначають стійкість кар'єру. У якості таких параметрів вибрано α – кут укосу й ν – коефіцієнт Пуассона. У вісесиметричній задачі варіювалася величина R/H , де R – радіус кривизни борту кар'єру, а H – його висота.

Аналітичне оброблення результатів серії розрахунків дозволило встановити залежність зміни компонентів від величин α , R/H і ν для напруженого стану в плоскій і вісесиметричній задачах. Так, встановлено зміну усередненого по уступу відношення першого інваріанта тензора напружень I_1 до максимального дотичного напруження τ_{max} (формула 3.16).

Співвідношення, що зв'язує кути укосів об'ємного (вісесиметричного) і плоского бортів кар'єрів з однаковими коефіцієнтами запасу стійкості, представлено у вигляді [**Ошибка! Источник ссылки не найден.**]:

$$a_{oc} = a_{пл} + \Delta a \quad (3.17)$$

$$\begin{aligned}
\left(\frac{I_1}{\tau_{\max}}\right)^{OC} - \left(\frac{I_1}{\tau_{\max}}\right)^{ПЛ} = & 13.2379 + 6.1671\left(\frac{R}{H}\right) + 3.2917\left(\frac{R}{H}\right)^2 + \nu \left[-149.849 + 55.667\left(\frac{R}{H}\right) - 39.773\left(\frac{R}{H}\right)^2 \right] + \\
& + \nu^2 \left[318.80 - 175.26\left(\frac{R}{H}\right) + 113.80\left(\frac{R}{H}\right)^2 \right] + \alpha \left(-0.87624 + 0.46822\left(\frac{R}{H}\right) - 0.32649\left(\frac{R}{H}\right)^2 \right) + \\
& + \nu \left[8.4978 - 7.9158\left(\frac{R}{H}\right) + 5.3384\left(\frac{R}{H}\right)^2 \right] + \nu^2 \left[-16.667 + 17.709\left(\frac{R}{H}\right) - 11.901\left(\frac{R}{H}\right)^2 \right] + \\
& + \alpha^2 \left(0.016722 - 0.023065\left(\frac{R}{H}\right) + 0.014614\left(\frac{R}{H}\right)^2 \right) + \nu \left[-0.14746 + 0.22527\left(\frac{R}{H}\right) + 0.14399\left(\frac{R}{H}\right)^2 \right] + \\
& + \nu^2 \left[0.288 - 0.4629\left(\frac{R}{H}\right) + 0.2961\left(\frac{R}{H}\right)^2 \right], .
\end{aligned} \tag{3.18}$$

Отриманий вираз справедливий для такого діапазону зміни вихідних даних:
 $\nu = 0,2 \div 0,4$; $\alpha = 30 \div 70$, $R/H = 0,05 \div 1,5$.

При цьому вираз для визначення приросту до кута укосу $\Delta\alpha$ за рахунок кривизни борту в плані має вигляд [Ошибка! Источник ссылки не найден.]:

$$\Delta\alpha = \frac{2}{3} \times \frac{\left(\frac{I_1}{\tau_{\max}}\right)^{OC} - \left(\frac{I_1}{\tau_{\max}}\right)^{ПЛ}}{\cos(p) \cdot (\eta \times \operatorname{ctg}(\varphi) \cdot \operatorname{ctg}(p) + 1)}, \tag{3.19}$$

де p – кут внутрішнього тертя; η – коефіцієнт запасу стійкості плоского укосу; $\varphi = (\alpha + p)/2$.

У такий спосіб на значення величини поправки до збільшення кута укосу впливає й величина коефіцієнта стійкості борту. Розрахункові значення поправок із урахуванням фактора об'ємності наведено в додатку Д.

На рис. 3.21. представлено фактичний план Інгулецького кар'єру за результатами аерофотозйомки, на якому, відповідно до проведених досліджень впливу об'ємного фактора на величину кута укосу, показано характерні зони 1–18 з різним впливом об'ємного фактора. Через велику кривизну відповідних ділянок фактор об'ємності має місце на північно-західному й східному бортах кар'єру, західний і східний борти з відомою часткою наближення вважаємо

прямолінійними. Тут вплив об'ємного фактора несуттєвий. Унаслідок особливостей геометрії кар'єру зони прямолінійних ділянок приймаємо проміжними.

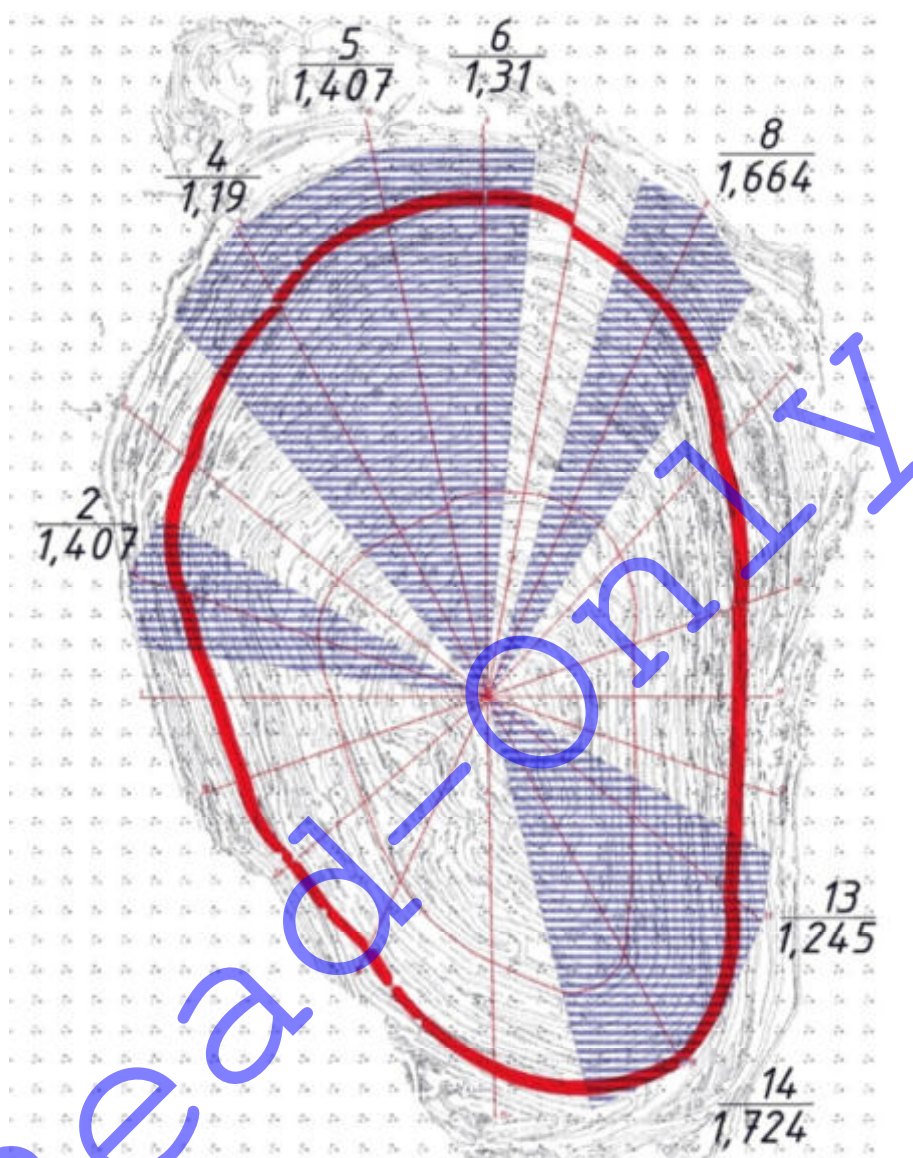


Рисунок 3.21. – Схема Інгuleцького кар'єру з поправками за рахунок фактору об'ємності

Аналіз результатів розрахунків показує, що величини поправок $\Delta\alpha$ за рахунок фактора об'ємності розподілені по периметру кар'єру нерівномірно. Найбільше значення (до $1,72^\circ$) досягається на ділянках північно-західного й південного бортів. На східному й західному бортах поправки незначні. Це пов'язано з тим, що відношення радіуса кривизни R до висоти борту H досягає більших значень: $R/H \sim 10\text{--}30$.

Як показують розрахунки, при відношенні $R/H > 1,5$ значення поправок несуттєві й до розрахунків не приймаються, оскільки вони перебувають у межах точності самих розрахунків. Істотне значення відіграє результуючий кут нахилу борту кар'єру. Чим вище значення кута тим за інших однакових умов поправка $\Delta\alpha$ збільшується через збільшення впливу сил бічного розпору. Цим пояснюється той факт, що на окремих ділянках кар'єру, де значення $R/H \sim 1,5$, а кути α_p досить малі $\sim 15^\circ$, поправки $\Delta\alpha$ до розрахунків не приймаються.

Зі збільшенням глибини кар'єру, при подальшому його відпрацьовуванні, вплив фактора об'ємності буде лише зростати.

3.6. Розроблення методики розрахунку інтегрального коефіцієнта для комплексного врахування природних і техногенних факторів

На першому етапі виконується пошук параметрів для районування та безпосереднього районування за кожним із факторів, тобто визначається кількісна характеристика значення фактора по кожній окремій зоні. Далі проводиться зведення діапазону зміни кожного з факторів до єдиної шкали.

Оскільки ми маємо справу з показниками різної природи, то слід їх привести до єдиної градації вимірювання. За базу порівняння буде братися діапазон вимірювання коефіцієнта запасу стійкості бортів кар'єру за обраними профілями.

Методологію приведення безрозмірних показників за окремими районами кар'єрного поля до єдиної шкали засновано на узгодженні трьох точок з різних діапазонів зміни показників, що розглядаються, а саме: лівої та правої межових величин та величини, яка відповідає середньому значенню показника. Математично це має такий вигляд. Якщо показник K_a змінюється в діапазоні від A_0 до A_1 , а показник K_b – в інтервалі значень від B_0 до B_1 , то взаємозв'язок між значенням першого показника K_a з другим K_b має такий вигляд:

$$K_b = \begin{cases} 1 - (1 - K_A) \frac{1 - B_0}{1 - A_0}, & A_0 \leq K_A \leq 1 \\ 1 - (1 - K_A) \frac{B_1 - 1}{A_1 - 1}, & 1 \leq K_A \leq A_1 \end{cases}. \quad (3.20)$$

З цих виразів випливає, що при $K_A=1$ і $K_B=1$, а при $K_A=A_0$, $K_B=B_0$, при $K_A=A_1$, $K_B=B_1$, тобто досягнуто узгодження між собою двох різних діапазонів.

Локальні індекси навантажень по зонах приводяться до єдиної шкали в безрозмірному вигляді. Отже, процедура сумарної оцінки впливу вищезазначених факторів на стан гірського масиву ґрунтується на таких чинниках:

- уніфікованість інтегральної оцінки, тобто можливість її застосування для оцінки впливу на загальний стан стійкості бортів кар'єру кожного окремого фактора, поєднання набору факторів у єдиний зведений фактор (інтегральний показник);
- використання ієрархічної структури показників та врахування всіх основних факторів, що впливають на стан стійкості бортів кар'єру;
- застосування оцінок у безрозмірному вигляді;
- ранжування факторів впливу за значущістю;
- аналогічність оцінок впливу для всіх основних факторів;
- можливість урахування подальшого впливу факторів при перспективній розробці корисних копалин [16, 17].

Якщо розкласти на окремі дії, то отримаємо таку послідовність розв'язання даної системи рівнянь, яку розглянемо на прикладі фактора БПР:

- 1) знаходимо максимум та мінімум за кожним із показників ($A_{max}(A_0)$ та $A_{min}(A_1)$);
- 2) визначаємо середнє значення між цими показниками $A_c = (A_0 + A_1)/2$;
- 3) зводимо показники до єдиної шкали значень A_N ($A_N = A_c/A_n$);
- 4) для перевірки: сума верхньої та нижньої границі діапазону значень повинна дорівнювати 2. Відповідно до вищенаведеного, для кожного з факторів отримуємо діапазони розподілення значень і зводимо їх до єдиної шкали.

За наведеними вище даними всі фактори розділені на 2 групи: позитивні та негативні. До позитивних факторів належать: фактор стійкості та фактор об'ємності. До негативних належать: фактор впливу БПР, вплив виробок ш. «Центральна», обводненість порід, наявність слабого шару та тріщинуватість порід.

Математично інтегральний показник P_i розраховується за формулою:

$$P_i = \sum_{j=1}^n \delta_j \cdot a_{ij} C_j, \quad (3.21)$$

де n – кількість факторів; i – номер перерізу; $0 \leq a_{ij} \leq 2$ – числове значення j -го фактору для i -го перерізу; C_j – вага j -го фактора; $\delta_j = \pm 1$ залежно від напрямку дії фактора.

Формулу (3.20) розділимо на 2 частини:

$$P_i = (a_{i1} \cdot C_1 + a_{i2} \cdot C_2) - (a_{i3} \cdot C_3 + a_{i4} \cdot C_4 + a_{i5} \cdot C_5). \quad (3.22).$$

Для аналізу даних приймаємо, що у випадку, коли значення інтегрального показника більше або дорівнює 50% від теоретично можливого, ми маємо заздалегідь стабільний стан масиву. При значеннях P_i в інтервалі від 30 до 50 % від максимального стан масиву характеризується як доволі стабільний, задовільний стан досягається при значеннях P_i у діапазоні 10–30% від максимального. При значеннях $P_i < 10\%$ стан масиву класифікується як «небезпечний», а при P_i менше 5% – як критичний.

Фактори умовно розділено на 2 групи: ті, що піддаються керуванню і такі, що практично некеровані.

З погляду підвищення значення інтегрального показника, нас цікавлять фактори першої групи [18].

3.7. Висновки до третього розділу

1. Розроблено метод розрахунку коефіцієнта структурного ослаблення на основі визначення фрактальної розмірності тріщинуватості ділянки борту кар'єру.
2. Коефіцієнт структурного ослаблення, що визначається з використанням методів фрактальної геометрії, визначається на 5–10% точніше, ніж звичайними методами.
3. Виконано районування кар'єрного поля Інулецького кар'єру під впливом буропідривних робіт, які порушують стійкість борту за рахунок створення додаткового сейсмічного навантаження.
4. Розроблено метод, який дозволяє на основі аналізу просторового положення шахтних виробок та камер урахувати фактор впливу шахти на стійкість бортів кар'єру, при розрахунку коефіцієнта запасу стійкості.
5. Розроблено методику районування кар'єрного поля за комплексом факторів, які впливають на стійкість бортів кар'єру, виконано обґрунтування інтегрального критерію оцінки стану бортів кар'єру.

Список використаних джерел за розділом 3

1. Полищук С.З. Методы теории управления состоянием массивов горных пород в задачах природно-техногенной безопасности / С.З. Полищук // Екологія і природокористування. Зб. наук. праць ІППЕ НАН України. – Дніпропетровськ. - 2003. – №5. – С.221–230.
2. Дополнение к НИР: «Расширение карьера ПАО «ИнГОКа» в юго-восточном направлении» - Харьков – 2012г. – 45с.
3. Романенко А.О. Оцінка впливу БВР на стійкість масиву при відпрацюванні родовищ відкритим способом / А.О. Романенко // Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн–вск., ПГАСА, 2013. – № 71 том 2 – С.163–167.
4. Романенко А.О. Районування кар'єрного поля по фактору тріщинуватості з використанням GNSS – технологій / А.О. Романенко // Вісник Криворізького національного університету, 2013. – № 34, , – С.257–260.
5. Романенко А.А. Оценка вариации значений интегрального показателя и коэффициента запаса устойчивости бортов глубоких карьеров / А.А. Романенко // Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн–вск., ПГАСА, 2016. – №92. – С.109–113.
6. Романенко А.О. Районування кар'єрного поля по фактору тріщинуватості з використанням GNSS – технологій / Романенко А.О. // Вісник Криворізького національного університету, зб. наук. праць. – Кривий Ріг: КНУ, 2013. – №34 –С.257-260.
7. Гольдштейн Р.В. Мультифрактальная геометрия и масштабный эффект / Р.В. Гольдштейн, А.Б. Мосолов // ДАН. Геофизика -1993, № 4. – С.429–431.
8. Несмашный Е.А. Определение коэффициента структурного ослабления скального массива Ингулецкого карьера на основании фрактального

- анализа / Е.А. Несмашный, Г.И. Ткаченко, А.В. Болотников, А.А. Романенко // Вісник Криворізького національного університету, 2015. – №39. – С.113-117.
9. Романенко А.О. Оцінка тріщинуватості гірського масиву через метод визначення фрактальної розмірності тріщин / А.О. Романенко, Є.Г. Кушнір, А.О. Остапчук // Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури, 2019, №5, 83-103с.
10. Изучение инженерно-геологических условий Ингулецкого железорудного месторождения и разработки мероприятий по обеспечению устойчивости восточного и западного бортов карьера // Отчет о НИР/ВИОГЕМ; № -112-88-Р; рук. работы Ю.М. Николашин. Белгород, 1989. – 226с.
11. Романенко А.А. Оценка методов наблюдений горных выработок шахты «Центральная» на устойчивость северного борта карьера ПАО «ИнГОК» / А.А. Романенко // Вісник Криворізького Національного Університету, зб. наук. праць – Кривий Ріг: КНУ, 2012. – №31 – С.3–5.
12. Романенко А.О. Оцінка процесу зрушень гірського масиву в зоні суміжних гірничих робіт / А.О. Романенко, М.В. Шолох // Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. Трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн-вск, ПГАСА, 2013. - №70. – С.257-262.
13. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости // Л.: ВНИМИ, 1987 – 118с.
14. Полищук С.З. Оценка влияния объемного фактора на напряженное состояние и устойчивость горного массива / С.З. Полищук. – ИГТМ АН УССР. – Днепропетровск, 1985. – 13с.
15. Полищук С.З. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров / Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И. и др. – Днепропетровск: Полиграфист, 2001. – 371с.

16. Романенко А.А. Метод сведения безразмерных величин в объединенный интегральный показатель / А.А. Романенко // Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн–вск., ПГАСА, 2015. – №84. – С.177–180.
17. Романенко А.А., Устойчивость борта Глееватского карьера, подработанного подземными горными выработками, при расширении его границ / А.А. Романенко, А.В. Болотников, Е.А. Несмашний // Metallurg. и горноруд. промышленность. - 2013. – № 3. – С.72–75.
18. Романенко А.О., Шолох М.В. Розроблення методу комплексної оцінки стану масиву кар'єру / А.О. Романенко, М.В. Шолох // Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн–вск., ПГАСА, 2014. – №76 – С.307–311.

РОЗДІЛ 4. ПРОМИСЛОВО-ТЕХНОЛОГІЧНЕ ВПРОВАДЖЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ ДОСЛІДЖЕНЬ НА ГІРНИЧОВИДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВАХ КРИВБАСУ

4.1. Особливості геологічної структури родовищ, розрахунок за фактором стійкості

За структурою Індулецьке родовище залізистих кварцитів знаходиться в південній частині Лихманівської синкліналі, що розміщується на півдні міста Кривий Ріг (село Миколаївка) і простягається на північ на відстань до 30 км. На півдні в районі замикавання синкліналі вона розширюється на величину у 2 км, а далі поступово зменшується на північ на величину в 100 м. За характером занурення шарніра вона є сильно стисненою ізоклінальною складкою. Уздовж західної границі Лихманівської синкліналі простягається Західний розлом (рис. 4.1), що на всьому її простяганні, не перетинаючи південну частину, відтинає її західне крило й виступає в ролі роздільної границі між породами метаморфічного комплексу та гранітів-магматитів, що простягаються далі на захід.

Однією з характерних особливостей синкліналі є мінлива потужність порід, що характеризується різким розширенням на ділянці замикавання та звуженням у напрямку крил. Асиметричний характер синкліналі обумовлений тим, що західне крило має набагато меншу потужність, ніж східне (рис. 4.2 – 4.5). Для синкліналі характерне субмеридіальне простягання, але на окремих ділянках присутні значні відхилення по широті. Північно-західне простягання осьової поверхні має азимут падіння 65° - 70° на ділянці замикавання, далі на північ азимут падіння складає $28,5^{\circ}$ – $29,0^{\circ}$, а простягання змінюється на меридіальне, далі на північ стає північно – східним [1, 2].

На півдні родовища (м.в. 30–48) синкліналь має відкритий характер, ширина в продуктивній товщі становить 1000 м і більше при висоті складки 350–400 м,

залягання порід субгоризонтальне, ускладнене дрібною складчастістю (рис. 4.2 – 4.3).

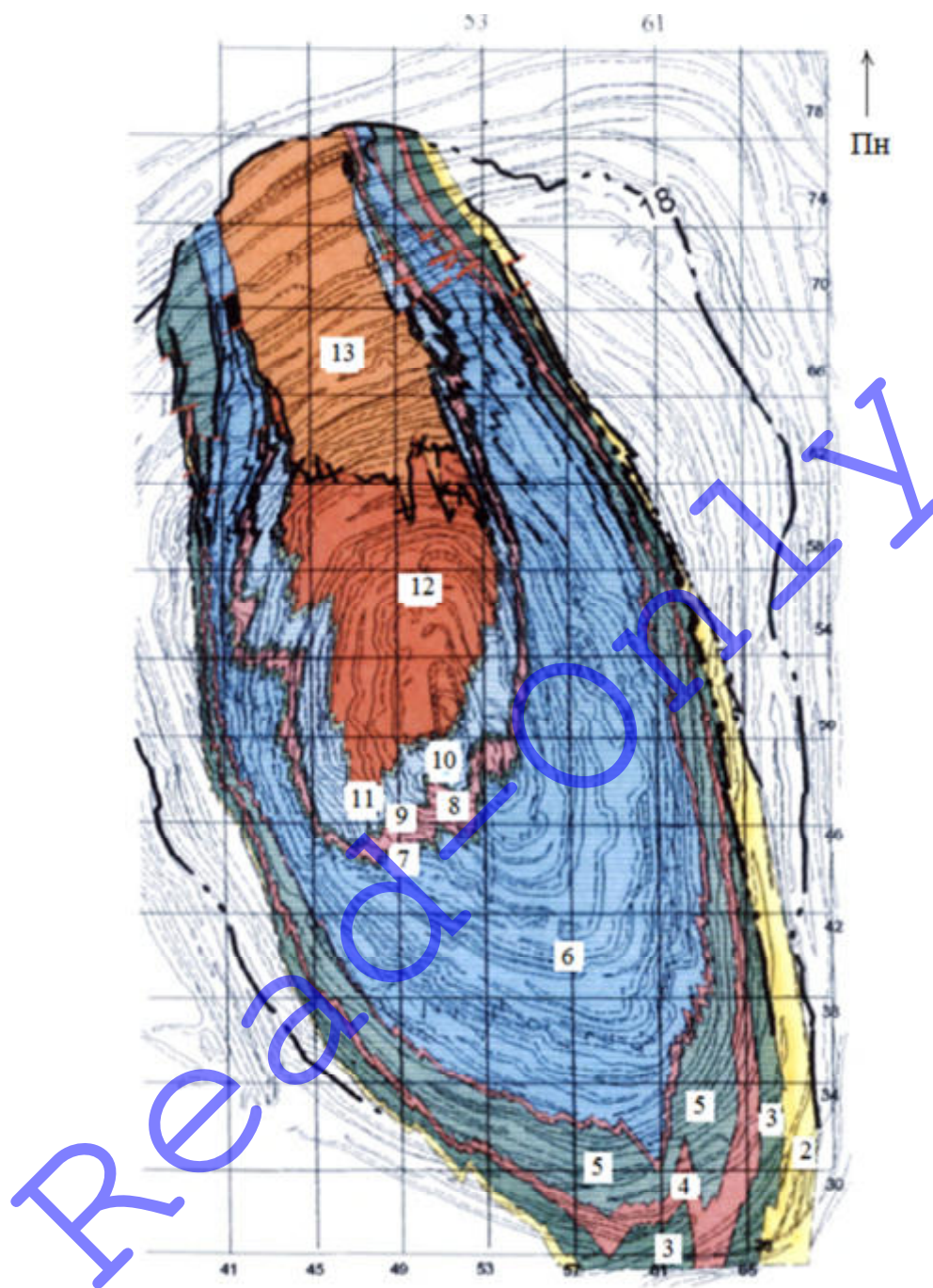


Рисунок 4.1. – Геолого-структурний план Інгuleцького родовища:

2 – талькові сланці $PR_1sk_1^{2s}$; 3 – хлорит-біотитові сланці $PR_1sx_1^{1s}$; 4 – силікат-магнетитові кварцити $PR_1sx_1^{1f}$; 5 – гранат-біотитові сланці $PR_1sx_1^{2s}$; 6 – магнетит-силікатні кварцити, амфібол-магнетитові кварцити, магнетитові кварцити, силікат-магнетитові кварцити - $PR_1sx_1^{2f(1-4)}$; 7 – біотит-амфіболові сланці $PR_1sx_2^{3s}$; 8 – силікат-магнетитові й магнетит-силікатні кварцити $PR_1sx_{23}^f$; 9 – гранат-біотит-амфіболові сланці $PR_1sx_3^{4s}$; 10 – магнетитові кварцити $PR_1sx_3^{4f}$; 11 – силікат-магнетитові кварцити $PR_1sx_3^{5s}$; 12 – гематит-магнетитові й магнетитові кварцити $PR_1sx_3^{5f}$; 13 – породи Гданцевської світи

На півночі в м.в. 54–66 шарнір складки різко заглиблюється, разом зі зменшенням висоти складки його ширина також зменшується. Далі на північ у м.в. 70–76 Лихманівська синкліналь переходить у вузьку ізоклінальну складку, для якої характерні значне збільшення висоти та зменшення ширини відносно одне одного в кілька разів (рис. 4.4 – 4.5). Елементи залягання порід змінюються відповідно до зміни характеру складки, так кути падіння на півночі родовища збільшуються до 75° – 80° .

У структурі родовища розкривні порушення поширені доволі широко, але декотрі настільки великі, щоб проявляти вплив на його структуру. Переважають поздовжні розривні порушення, що на окремих ділянках переходять у діагональні відносно складчастої структури.

Розкривні порушення трапляється доволі часто в північній і центральній частинах Лихманівської синкліналі та носять розривний характер. У північній частині родовища таких порушень значно менше.

Для умов Інгулецького кар'єру встановлено, що найбільш типовими є такі схеми залягання порід (додаток А): II – IV, коли має місце несприятливе залягання поверхні ослаблення $\beta < \rho'$, найбільш характерне для західного та північно-західного бортів; V(a) – плоский борт за відсутності несприятливо орієнтованих поверхонь ослаблення – верхні та середні горизонти південного борту кар'єру до відм. -120м.; VII (a,б) – борт, складений обводненими пухкими породами, в основі борту або відвалу залягає прошарок пластичних глин $K_{осн.} < 0,4H$ – верхні горизонти східного борту кар'єру та відвал. Мульдopodobне залягання порід XI характерне як для західного, так і для східного бортів. А для середніх горизонтів (-60 – -210м) характерними є дуже міцні слабо-тріщинуваті породи, іноді невелика висота уступів і середня міцність порід, що відповідає умові: $\sigma = \beta$ при $\beta > 30^{\circ}$ при $\beta > 20^{\circ}$ $\sigma = 65$ XII.

Виконано розрахунок стійкості укосів у кожній зоні за профілями, що є центральною лінією цих зон. Для розрахунків було взято реальні дані фізико-механічних властивостей порід (додаток Е). Результати розрахунків стійкості

ділянок бортів Інгулецького кар'єру зведено з планом кар'єру та представлено на рис. 4.2.

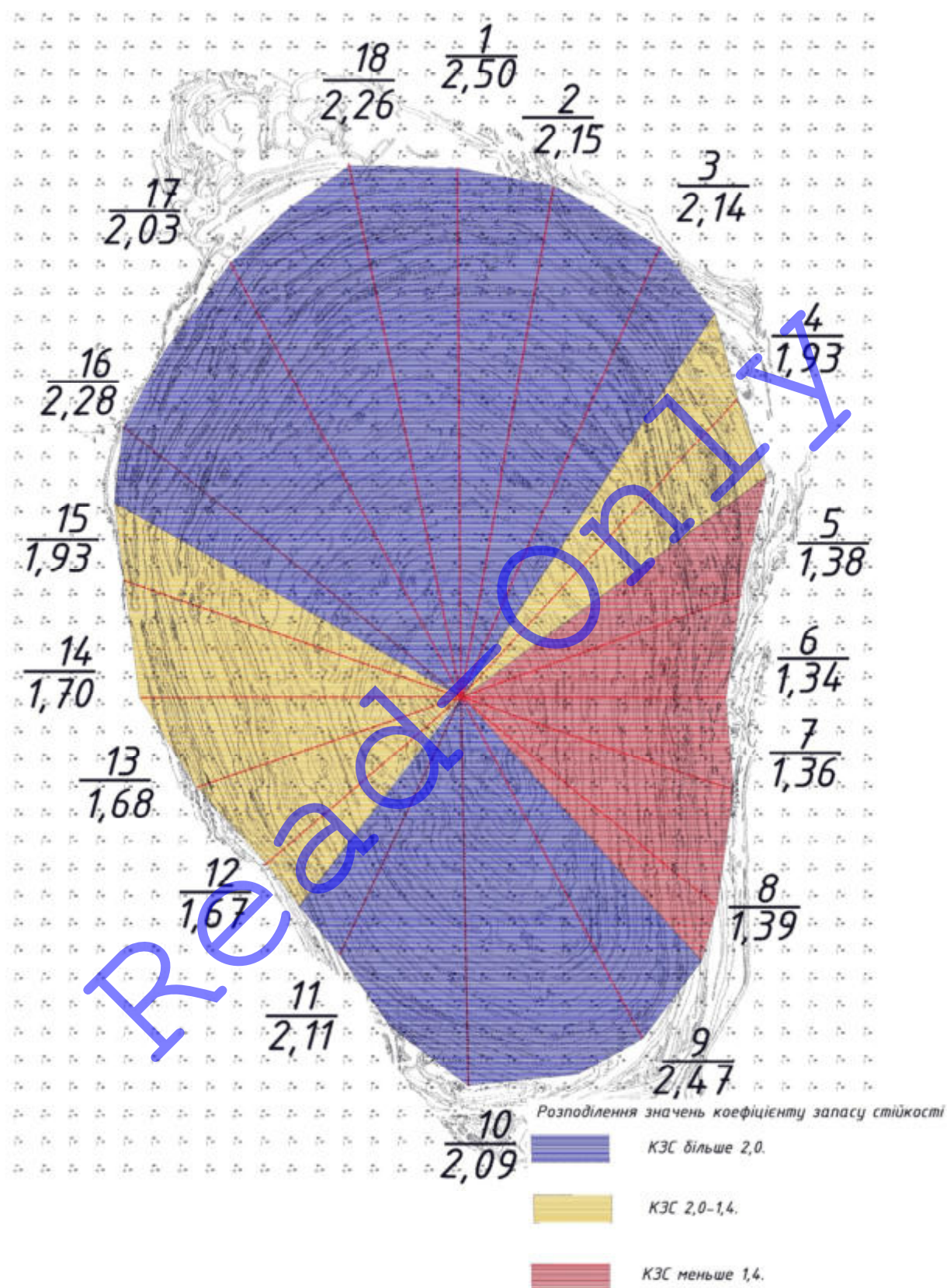


Рисунок 4.2. – Районування кар'єру за фактором стійкості

4.2. Упровадження методики районування кар'єрного поля для оцінки стану бортів кар'єру

На першому етапі було виконано зведення діапазону зміни кожного з факторів до єдиної шкали. Фактор тектоніки враховано при аналізі фактора тріщинуватості. Крім того, його вплив на стан прибортового масиву при розвитку гірничих робіт суттєво не змінюється. Районування за фактором стійкості розраховано за круглоциліндричною поверхнею ковзання та методом кінцевих елементів [3, 4]. Для кожного з факторів отримано такий діапазон значень:

- 1 – фактор стійкості масиву 0,698 –1,302;
- 2 – фактор об'ємності 0–2;
- 3 – фактор впливу буропідривних робіт 0,02–1,96;
- 4 – фактор впливу шахти 0–2;
- 5 – фактор тріщинуватості 0,44–1,56.

На другому етапі за виділеними перерізами було визначено числові значення кожного із семи факторів, прийнятих до розгляду. Ці дані зведено до табл. 4.1, а графіки розподілення представлено на рис. 4.3.

Таблиця 4.1. Зведені числові значення за кожним фактором

Фактори	Фактор стійкості	Фактор об'ємності	Фактор впливу БПР	Фактор впливу шахти	Фактор тріщинуватості
№ профілю	1	2	3	4	5
1	1,302	0,962	0,579	1,00	0,667
2	1,120	0,365	1,966	0,50	0,833
3	1,115	0,677	0,194	0,00	0,583
4	1,005	0,535	0,168	0,00	0,708
5	0,719	0,000	0,089	0,00	1,333
6	0,698	0,000	0,114	0,00	1,333
7	0,708	0,000	0,034	0,00	1,333
8	0,724	0,056	0,065	0,00	1,500
9	1,286	0,056	0,576	0,00	1,000
10	1,089	0,000	0,711	0,00	0,917
11	1,099	0,000	0,087	0,00	0,750
12	0,870	0,000	0,064	0,00	0,833
13	0,875	0,894	0,137	0,00	1,000
14	0,885	1,131	0,152	0,00	0,792
15	1,005	1,100	0,587	0,00	0,583
16	1,188	1,901	0,295	0,00	0,500
17	1,057	2,000	0,483	0,50	0,583
18	1,175	0,962	0,929	2,00	0,625

На основі попередніх досліджень на об'єкті встановлюється вага факторів залежно від інтенсивності та значущості (для стійкості) їх впливу на масив.

Усі критерії, які включаються до схеми оцінки у сумі складають 100%, і кожен з них має свою вагову величину впливу в їх загальній сукупності. Далі виконується оброблення статистичних даних за допомогою математичної статистики, використовуючи формули для визначення середнього рангу критерію; далі визначається середній ранг сукупності критеріїв і відхилення [5].



Рисунок 4.3. – Графіки розподілення числових значень для кожного фактора

Спираючись на статистику вже реалізованих деформацій, що трапились на досліджуваному об'єкті, розглянувши їх причини та виявивши процентне

значення фактора, що став причиною реалізації деформації, виконується визначення ваги фактора для подальших розрахунків.

Найбільше значення завжди присвоюється «фактору стійкості», який включає розрахунок стійкості за методом алгебраїчного додавання сил і теорії граничної рівноваги. Його вплив приймається понад 50% і залежить від кількості та значущості додаткових факторів, причому коефіцієнт запасу стійкості при виконанні розрахунку приймається за 1, оскільки коефіцієнт послаблення масиву буде враховано в подальших розрахунках. Кількість факторів, що можуть включатися до схеми визначення інтегрального показника, не лімітована, але при виділенні ваги факторів рекомендується встановлювати ліміт по процентному впливом фактора не менше 5%, оскільки фактори, що не задовольняють цю умову, можна вважати підпорядкованими іншим, що мають свою вагу, яка пройшла цей бар'єр. Фактори, що не проходять цю межу значущості, відбраковуються як несуттєві.

Для подальших розрахунків необхідно використати дані, наведені в таблиці 4.1, та визначити на основі досліджень питому вагу кожного з факторів із урахуванням його позитивного або негативного впливу на стійкість гірського масиву. На основі проведених досліджень, для умов Інгулецького кар'єру, фактори отримали таке розподілення ваги [6]:

- 1) розрахунковий показник стійкості – 63%;
- 2) кривизна борту кар'єру в плані – 5%;
- 3) буропідривні роботи – 8%;
- 4) вплив шахтних виробок – 7%;
- 5) тріщинуватість порід – 17%.

Розподілення ваги між факторами може бути й іншим, але методичний підхід залишається незмінним.

Приклад результатів розрахунків з районування кар'єрного поля (за основу розрахунку взято Інгулецький кар'єр) наведено в табл. 4.2.

На завершальному етапі по кожному з перерізів було отримано інтегральний показник. За наведеними вище даними, усі фактори розділені на 2

групи: позитивні та негативні. До позитивних факторів впливу належать фактор стійкості та фактор об'ємності. До негативних належать: фактор впливу БПР, вплив виробок шахти «Центральна» та тріщинуватість порід.

Математично інтегральний показник P_i розраховується за формулою:

$$P_i = \sum_{j=1}^n \delta_j \cdot a_{ij} C_j, \quad (4.1)$$

де n —кількість факторів; i – номер зони; $0 \leq a_{ij} \leq 2$ – числове значення j -го фактора для i – ї зони; C_j – вага j -го фактора; $\delta_j = \pm 1$ залежно від напрямку дії фактора.

Таблиця 4.2. Числові значення зведених показників факторів за перерізами кар'єрного поля

Фактор Район	Фактор стійкості	Фактор об'ємності	Фактор впливу БПР	Фактор впливу шахти	Фактор тріщинуватості
1	0,820	0,048	0,038	0,070	0,113
2	0,705	0,018	0,130	0,035	0,142
3	0,702	0,034	0,013	0,000	0,099
4	0,633	0,027	0,011	0,000	0,120
5	0,453	0,000	0,006	0,000	0,227
6	0,440	0,000	0,008	0,000	0,227
7	0,446	0,000	0,002	0,000	0,227
8	0,456	0,003	0,004	0,000	0,255
9	0,810	0,003	0,038	0,000	0,170
10	0,686	0,000	0,047	0,000	0,156
11	0,692	0,000	0,006	0,000	0,128
12	0,548	0,000	0,004	0,000	0,142
13	0,551	0,045	0,009	0,000	0,170
14	0,558	0,057	0,010	0,000	0,135
15	0,633	0,055	0,039	0,000	0,099
16	0,748	0,095	0,020	0,000	0,085
17	0,666	0,100	0,032	0,035	0,099
18	0,740	0,048	0,061	0,140	0,106

$P_i = \sum_{j=1}^n \delta_j \cdot a_{ij} C_j$. Формулу (4.1) розділяємо на 2 частини:

$$P_i = (a_{i1} \cdot C_1 + a_{i2} \cdot C_2) - (a_{i3} \cdot C_3 + a_{i4} \cdot C_4 + a_{i5} \cdot C_5), \quad (4.2).$$

$$P_i = (a_{i1} \cdot C_1 + a_{i2} \cdot C_2) - (a_{i3} \cdot C_3 + a_{i4} \cdot C_4 + a_{i5} \cdot C_5 + a_{i6} \cdot C_6 + a_{i7} \cdot C_7).$$

На підставі вищенаведених даних, максимальне теоретичне значення інтегрального показника P_i за формулою (4.2) дорівнює:

$$P_i = (1,302 \cdot 0,63 + 2 \cdot 0,05) - (0,034 \cdot 0,08 + 0 \cdot 0,08 + 0,5 \cdot 0,17) = 0,92026 - 0,08772 = 0,8325.$$

Провівши розрахунок [7], складаємо таблицю 4.3 і виконуємо районування за інтегральним показником (рис. 4.4).

Таблиця 4.3 Зведені інтегральні показники стану гірського масиву для умов Інгулецького кар'єру

№ сектора	1	2	3	4	5	6	7	8	9
ІП (чистий)	0,65	0,42	0,63	0,53	0,22	0,21	0,22	0,23	0,61
ІП (приведений)	1,38	0,87	1,32	1,12	0,47	0,45	0,47	0,49	1,28
КЗС (чистий)	1,50	1,15	1,14	0,93	0,38	0,34	0,36	0,39	1,47
КЗС (приведений)	1,63	1,25	1,24	1,01	0,41	0,37	0,39	0,42	1,60
Δ (ІП-КЗС)	-0,25	-0,38	0,08	0,11	0,06	0,08	0,08	0,06	-0,31
Відсоток зміни ІП відносно КЗС	-18,31	-43,03	6,08	9,76	12,43	17,37	17,20	12,73	-24,39
№ сектора	10	11	12	13	14	15	16	17	18
ІП (чистий)	0,48	0,56	0,40	0,42	0,47	0,55	0,74	0,60	0,48
ІП (приведений)	1,01	1,18	0,84	0,88	0,98	1,15	1,55	1,27	1,01
КЗС (чистий)	1,09	1,11	0,67	0,68	0,70	0,93	1,28	1,03	1,26
КЗС (приведений)	1,18	1,21	0,73	0,74	0,76	1,01	1,39	1,12	1,37
Δ (ІП-КЗС)	-0,17	-0,03	0,11	0,14	0,22	0,14	0,16	0,15	-0,36
Відсоток зміни ІП відносно КЗС	-16,78	-2,22	12,97	16,28	22,61	12,13	10,40	11,84	-35,38

Для проведення аналізу отриманого районування приймаємо, що у випадку, коли значення інтегрального показника більше або дорівнює 50% від максимально теоретично можливого (0,8325), тобто 0,42 і вище, це характеризує заздалегідь стійкий стан масиву. При значеннях P_i в інтервалі від 50 до 30 % (0,42–0,25) від максимального стан масиву має характеристику як «доволі стійкий», задовільний стан досягається при значеннях P_i у діапазоні 10–30% (0,25–0,08), значенням $P_i = (0,08 - 0,04)$ характеризується небезпечний стан гірського масиву. При значеннях $P_i < 0,04$ стан масиву класифікується як «критичний». За даними табл. 4.3, інтегральні показники P_i знаходяться в зоні задовільних (перерізи 5,6,7,8), доволі стабільних (перерізи 12,13,14) та стабільних значень (1–4, 9–11, 15–18). У середньому, значення

інтегрального показника відрізняється від коефіцієнта запасу стійкості (КЗС) на 6–15%, але в секторах, де ведеться інтенсивне розкриття нових горизонтів, що впливає на порушеність прибортового масиву, ця різниця може становити й значно більше. Для умов Інгулецького кар'єру такими ділянками стали: 1,2,9,18 сектори. Але ці ділянки перебувають у стійкому стані й не створюють загрози з приводу виникнення на них деформаційних процесів.

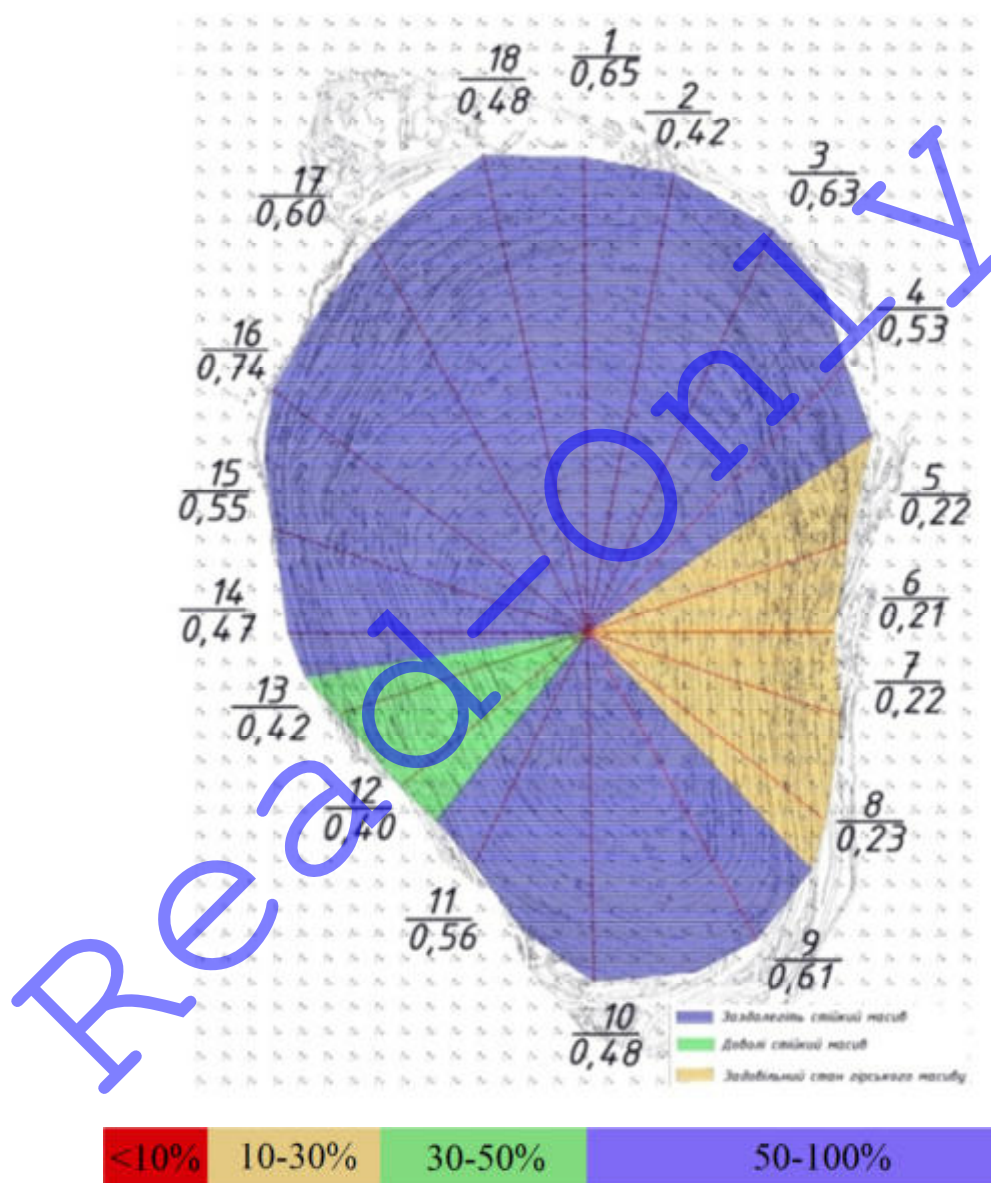


Рисунок 4.4. – Зведений інтегральний показник для кожного сектора Інгулецького кар'єру

Отже, з погляду обсягу маркшейдерських спостережень підвищену увагу слід приділити південно-східній ділянці кар'єру, де розташовані перерізи 10–13.

Фактори умовно можна розділити на 2 групи: ті, що піддаються керуванню, і такі, що практично некеровані.

Фактори першої групи: стійкість масиву, вплив БПР та обводненість порід [8].

У зв'язку з цим, у районі розташування чотирьох виділених перерізів рекомендується проводити буропідбивні роботи в «щадному» режимі, контролювати ступінь обводненості порід та своєчасно застосовувати заходи гідрогеологічного захисту. Крім того, не виключається також і виведення борту кар'єру на більш пологі результуючі кути. За результатами дослідження виконано розрахунки за окремими факторами, з табл. 4.2 виділяємо перерізи, де числові значення досліджуваного фактора найкращі та найгірші з погляду на забезпечення стійкості (з урахуванням знака фактора табл. 4.4).

Таблиця 4.4. Оцінка розрахункових профілів за досліджуваними факторами

Профіль	Стійкість	Об'ємність	БПР	Підземні виробки	Тріщинуватість
Найкращий	1	18	7	13–16, 3–12	14–16
Найгірший	6	16–18, 3–5	2	18	8

За результатами проведеного дослідження розроблено рекомендації: у зоні 6 забезпечити загальну стійкість борту кар'єру, для зони 1 при виборі параметрів борту кар'єру врахувати резерв стійкості за рахунок фактора об'ємності, а для зони 7 при веденні БПР забезпечити захист законтурного масиву. Для зони 5 негативний вплив наносять підземні виробки. Підвищена тріщинуватість порід обумовлює прояв локальних деформаційних процесів на ділянках 6 та 7. Додаткові маркшейдерські спостереження, із закладанням спостережних станцій, слід організувати на південно-східній ділянці кар'єру, де розташовані сектори 5–8.

4.3. Рекомендації з організації маркшейдерських спостережень за станом бортів кар'єру

Для ефективного розв'язання проблем забезпечення стійкості бортів кар'єрів та зберігання економічно вигідних показників з видобутку та розкриття необхідно

вирішувати поточні питання, пов'язані з екологією та промисловою безпекою, забезпечити яку допоможе постійний контроль за своєчасним поповненням достовірної інформації про стан гірського масиву, за динамікою та розподіленням техногенних і природних навантажень на стійкість ділянок бортів кар'єрів. Одним із найбільш ефективних інструментів використання наявної інформації в технологічній системі керування напрямком ведення гірничих робіт є науково обґрунтований комплекс спільних маркшейдерських та геофізичних методів дослідження.

Завдання, які розв'язуються через упровадження такого комплексу, є :

- застосування сучасних базових технологій на виробництві для зниження кондицій на вилучасму корисну копалину, що відбувається, і забезпечення оптимального обсягу геофізичних і маркшейдерських робіт;
- забезпечення своєчасного та максимально точного підрахунку запасів через застосування сучасних геоінформаційних систем і створення моделі родовища, включаючи блочну геологічну модель для контролю обсягів порід, що розкриваються за категоріями та геологічним складом;
- зниження коефіцієнта втрат та розубожіння руд за рахунок уточнення оптимальних параметрів кар'єру, залучення до відпрацювання забалансових запасів;
- розроблення технологічних схем для відпрацювання потенційно небезпечних ділянок бортів кар'єру, прогнозування динаміки розвитку геомеханічної ситуації впродовж усього періоду відпрацювання кар'єру;
- керування розвитком глибокого кар'єру з урахуванням інформації за факторами, що впливають на стійкість ділянок бортів, постійне корегування інтенсивності відпрацювання кар'єру відповідно до впливу факторів та перерозподіл навантаження їх впливу на сусідні сектори;
- використання ресурсозберігаючих технологій для підняття економічних і технологічних показників, спираючись на комплексну оцінку спостережень за станом ділянок борту кар'єру, виконаних на основі геофізичних та маркшейдерських методів;

- розроблення геоінформаційної системи, що включає максимально повну інформацію для визначення інтегрального показника за комплексом факторів, які проявляють вплив на стійкість гірського масиву;

- застосування сучасних систем оперативного контролю для своєчасного та оперативного контролю якості порід, що видобуваються, та технологічної селекції рудних потоків, ураховуючи мінливість кондицій корисних копалин у різних забоях, відповідно до якісних характеристик руд.

Для забезпечення контролю за конструктивними параметрами Інгулецького кар'єру, а також стійкості бортів кар'єру необхідно проводити комплекс наземних маркшейдерських спостережень, який включає послідовну оцінку поточного стану ділянок бортів кар'єру. До комплексу таких робіт відносяться:

- щомісяця виконувати переоцінку впливу факторів на окремо взятому секторі та уточнення числових значень інтегрального показника за факторами;

- створити та поповнити спостережні станції на ділянках з інтенсивним веденням гірничих робіт, використання сучасного високоточного обладнання для отримання максимально достовірної інформації за результатами маркшейдерських спостережень;

- регулярно виконувати комплекс маркшейдерських спостережень, який забезпечить контроль з виявлення тріщин та інтенсивності їх розкриття;

- організувати контроль за водо припливом як на загальних, так і найбільш обводнених ділянках кар'єрного поля;

- контролювати зміну рівня води в стволах шахт, які проявляють вплив на водоприплив, тобто шахт, виробки яких знаходяться в межах кар'єрного поля;

- виконувати попередню розвідку свердловинами збільшеної глибини перед початком виконання робіт з бурінню вибухового блока при підготовці масового вибуху;

- при виконанні бурових робіт у зоні розташування шахтних виробок дотримуватися правил безпеки та проводити їх лише у світлий час доби;

- у випадку виявлення ознак зсуву або сітки небезпечних структурних порушень масиву, необхідно припинити роботи на даному блоці й довести до

відома гірничий нагляд, далі в разі необхідності вивести людей та обладнання з небезпечної зони;

- при законтурному видобутку розкривних порід виконувати привантаження скельними породами, розробляти заходи щодо зменшення впливу тально-хлоритових сланців на загальну стійкість ділянки борту кар'єру, уникаючи формування поверхні ковзання;

- на основі методів розрахунку об'ємної геометрії кар'єру необхідно виконувати районування кар'єрного поля із подальшим складанням інженерно-геологічних та техногенних карт і планів розподілення поправок до кута нахилу бортів кар'єру;

- виконувати науково-дослідні роботи з обґрунтування та уточнення тектонічної порушеності ділянок бортів кар'єру та складання об'ємної моделі тектонічної порушеності родовища;

- проекти на проведення буропідривних робіт повинні погоджуватися з відповідною службою підприємства, яка стежить за стійкістю бортів та уступів кар'єру;

- служба, що відповідає за безпеку відпрацювання родовища та стійкість бортів кар'єру, повинна, у разі реалізації деформації, виявити причини обвалення/сповзання та розробити заходи з ліквідації наслідків та запобігання повторної події схожого типу;

- побудувати сумісну модель кар'єру та шахти, поповнювати її та враховувати положення шахтних виробок відносно кар'єру при розрахунку стійкості ділянки борту;

- на основі факторного аналізу та районування кар'єрного поля за інтегральним показником визначати ділянки, які потребують організації додаткових спостережень за станом стійкості борту у відповідному секторі районування.

4.4. Висновки до четвертого розділу

1. Розглянуто особливості Інгулецького родовища, виконано розрахунок за фактором стійкості, що включає геологічну структуру борту та геометричні параметри борту в перерізі. Розрахунок за фактором стійкості є основою для подальшого розрахунку інтегрального показника.

2. Запропонована методика районування кар'єрного поля дозволила описати числові значення різнопланових факторів в уніфікованому вигляді, що дало можливість звести їх в інтегральний показник стану гірського масиву.

3. Застосування розробленої методики районування кар'єрного поля за факторами впливу на стійкість дозволило уточнити базовий показник стійкості на 6–15 %.

4. Згідно з розрахунками інтегрального показника встановлено, що найбільш слабкі сектори з погляду стійкості 5–7, на цих ділянках пропонується організувати додаткові маркшейдерські спостереження.

5. Розроблено рекомендації з посилення контролю за стійкістю кар'єру за рахунок оптимізації та уточнення виявлення слабких ділянок в межах кар'єрного поля.

Список використаних джерел за розділом 4

1. Изучение инженерно-геологических условий Ингулецкого железорудного месторождения и разработки мероприятий по обеспечению устойчивости восточного и западного бортов карьера // Отчет о НИР ВИОГЕМ; № -112-88-Р; рук. работы Ю.М. Николашин. Белгород, 1989. – 226с.
2. Расширение карьера ОАО «ИнГОК» в юго-восточном направлении. Рабочий проект. Определение допустимых результирующих углов наклона борта карьера при его расширении в юго-восточном направлении // Отчет о НИР, – Харьков 2010г. – 48с.
3. Вержбицкий В. М. Основы численных методов. / В. М. Вержбицкий – М.: Высшая школа. – 2009. – 840 с.
4. Романенко А.О. Районування кар'єрного поля за фактором стійкості / А.О. Романенко // Екологія і природокористування, зб. наук. праць – Дн-вск, 2013. – №17 – С.152–157.
5. Романенко А.А. Оценка вариации значений интегрального показателя и коэффициента запаса устойчивости бортов глубоких карьеров / А.А. Романенко // Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн-вск., ПГАСА. – 2016 – №92. – С.109–113.
6. Романенко А.О. Визначення ваги факторів різної природи, які впливають на стан гірського масиву / А.О. Романенко, М.В. Шолох // Збірник наукових праць Науково-дослідного гірничорудного інституту Державного вищого навчального закладу Криворізький національний університет. – 2015. – №55, – С.237–246.
7. Романенко А.О. Порівняння інтегрального показника і коефіцієнта запасу стійкості бортів кар'єру / А.О. Романенко // Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури, 2018. – №5. – С.83–88.
8. Романенко А.А. Устойчивость борта Глееватского карьера, подработанного подземными горными выработками, при расширении его границ / А.А. Романенко, А.В. Болотников, Е.А. Несмашній // Metallurg. и горноруд. промышленность. - 2013. – № 3. – С.72–75.

ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, у якій вирішена нова актуальна наукова задача, що полягає у визначенні закономірностей впливу стійкості, тріщинуватості, фактор впливу буро-вибухових робіт, фактору впливу шахти, фактору об'ємності на стійкість борту кар'єру і розробці методу комплексної оцінки стану бортів глибоких кар'єрів, в основу якого покладено районування кар'єрного поля та проведення багатфакторного аналізу, результатом якого є інтегральний показник стану ділянки борту кар'єру, розробці на цій базі науково обґрунтованої методики районування кар'єрного поля та рекомендацій з удосконалення організації системи маркшейдерського моніторингу за станом стійкості бортів кар'єру, що дозволяє підвищити безпеку і економічну ефективність при відпрацюванні глибоких кар'єрів.

Виконані в роботі дослідження, аналіз і узагальнення одержаних результатів дозволяють зробити основні наукові висновки і рекомендації.

1. На основі аналізу досліджень з питання визначення стійкості бортів кар'єрів встановлено, що факторами, які впливають на стійкість бортів залізородних кар'єрів є: базова стійкість масиву, об'ємна геометрія кар'єру, вплив підземних виробок та відпрацьованого простору, буро-вибухові роботи, тріщинуватість.

2. Вперше встановлена закономірність між коефіцієнтом структурного ослаблення та фрактальною розмірністю тріщин в залежності від масштабного ефекту зображення, так при масштабному ефекті 1:100 і шагом росту фрактальної розмірності у 0,05, відповідний йому коефіцієнт структурного ослаблення буде зменшуватись у 1,26 разів, при масштабному ефекті 1:1000 у 1,41 рази, і при 1:10000 у 1,58 рази.

3. Використання методів фрактальної геометрії дозволило розробити алгоритм розрахунку коефіцієнту структурного ослаблення з урахуванням фрактальної розмірності структурних порушень.

4. Вперше встановлено, що коефіцієнт запасу стійкості бортів кар'єрів

знаходиться в поліноміальній багатofакторній залежності від стійкості, тріщинуватості, фактор впливу буро-вибухових робіт, фактору впливу шахти, фактору об'ємності, так при значеннях інтегрального показника в інтервалі від 50 до 30 % від максимально можливого, стан масиву можна охарактеризувати як «доволі стійкий», задовільний стан досягається при значеннях у діапазоні 10–30%, значенням інтегрального показника нижче 10% характеризують небезпечний стан гірського масиву.

5. Розроблена і впроваджена методика районування кар'єрного поля, яка дозволяє описати числові значення різнопланових факторів в уніфікованому виді та звести їх в інтегральний показник стану гірського масиву. Розроблена методика дозволяє уточнити базовий показник стійкості на 6–15 %.

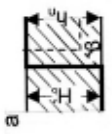
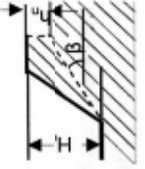
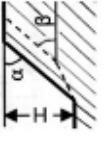
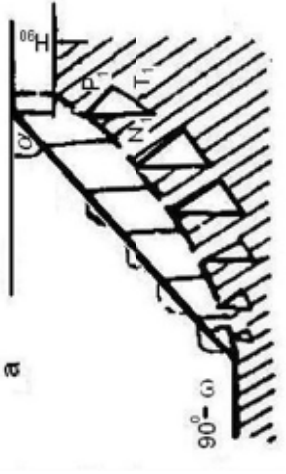
6. На основі районування кар'єрного поля та проведених досліджень з визначення інтегрального показника для умов Інгулецького кар'єру, розроблені рекомендації з виявлення потенційно небезпечних ділянок кар'єрного поля та визначено значення інтегрального показника, які характеризують «стійкий», «доволі стійкий», «задовільний» та «небезпечний» стан ділянки борту кар'єру.

7. Результати дисертаційної роботи впроваджені на ПрАТ «ІнГЗК», ПрАТ «ЦГЗК», ПрАТ «Полтавський ГЗК» та у роботах «КП «Акадiмiчний дiм». При впровадженні досягнуто неявиий економiчний ефект, який полягає у підвищенні безпеки при веденні гірничих робіт.

ДОДАТОК А

Схеми розрахунків стійкості для умов бортів Ігулецького кар'єру

Таблиця 1.1.
Схеми розрахунків стійкості для умов бортів Інгулецького кар'єру [1, 2,3]

Номер схем розрахунку	Розрахункові схеми різних умов залягання порід	У яких умовах застосовується схема	Формули і графіки
1	2	3	4
II	  	Визначенні висоти уступів та бортів, при умові несприятливого залягання поверхні ослаблення $\beta < \rho'$.	$H'_b = h'_n + \sqrt{\frac{2\sigma_{pn} \cdot h'_n}{\gamma} \cdot \text{tg}\beta \cdot \text{ctg}(\beta - \rho'_n)} H'_b \leq H_b$ $h'_n = \frac{k'_n \cos \rho'_n}{\gamma \cdot \cos \beta \cdot \sin(\beta - \rho'_n)} h'_n \leq H_{90}$ $H_1 = h'_n \frac{1}{1 - \sqrt{\text{ctg}\alpha \cdot \text{tg}\beta}} \text{ctg}\alpha = \text{ctg}\beta \cdot \left(1 - \frac{h'_n}{H_1}\right)^2$ $H = H_{90} \cdot \left(\frac{1}{1 - \text{ctg}\alpha \cdot \text{tg}\psi'_n}\right) \text{ctg}\alpha = \text{ctg}\psi'_n \cdot \left(1 - \frac{H_{90}}{H}\right)$
V		а. Плоский борт, який характеризується несприятливо орієнтованих поверхонь ослаблення.	Розрахунок ведеться за методом алгебраїчного додавання сил по круглоциліндричній поверхні ковзання: $\frac{k_n L + \text{tg}\rho_n \sum N_i}{\sum T_i} = 1$

ДОДАТОК Б

Результати гідрогеологічних спостережень

Шахта «Центральна»		Дата заміру	Шахта «Вент.-Березн.»		Шахта №10		Шахта «Магістраль»		Свердловина № 5 - Н		Свердловина № 6 - Н	
Абс.відм. води, м.	Підвищ. «+», пониження «-» відповідно до попереднього заміру, м.		абс.відм. води, м.	підвищ. «+», пониження «-» відповідно до попереднього заміру, м.	абс.відм. води, м.	підвищ. «+», пониження «-» відповідно до попереднього заміру, м.	абс.відм. води, м.	підвищ. «+», пониження «-» відповідно до попереднього заміру, м.	абс.відм. води, м.	підвищ. «+», пониження «-» відповідно до попереднього заміру, м.	абс.відм. води, м.	підвищ. «+», пониження «-» відповідно до попереднього заміру, м.
2000г.	Шахта «Центральна»											
-294,45	9,99											
-283,45	11											
-277,92	5,18											
-271,1	6,82	2000 р.			2000 р.	Шахта «№10»						
-261,34	9,76	30.05.2000			-260,68		2000г.	Шахта «Магістраль»				
-252,78	8,56	29.06.2000			-251,51	9,17	-128,87	сухо				
-245,65	7,13	25.07.2000			-244,95	7,06	-128,87	сухо				
-235,92	9,73	29.08.2000			-235,21	9,74	-128,87	сухо				
-227,65	8,27	28.09.2000			-226,98	9,23	-128,87	сухо				
-217,67	9,98	31.10.2000			-216,97	10,01	-129,1	сухо				
-209,09	8,58	30.11.2000			-208,44	8,53	-116,26	12,84				
-201,94	7,15	26.12.2000			-201,12	7,32	-97,13	19,13				
			2000г.	Шахта «В.-Б»								

[illegible]

[illegible]

		27.11.2003	-47,71	-0,12	-45,88	-0,01	-25,88	-0,04	-27,13	-0,95	-49,63	-0,08
		25.12.2003	-47,84	-0,13	-46,06	-0,18	-25,64	0,24			-49,94	-0,31
			2004г.	шахта «В.-Б»	2004г.	шахта «№10»	2004г.	«магістраль »	2004г.	скв. №5-н	2004г.	скв. №6-н
		29.01.2004	-47,63	0,21	-45,88	0,18	-25,21	0,43	-25,22	1,91	-49,96	-0,02
		26.02.2004	-47,69	-0,06	-45,9	-0,02	-24,83	0,38	-25,59	-0,37	-49,91	-0,05
		30.03.2004	-47,63	0,06			-24,57	0,26	-25,56	0,03	-49,45	0,46
		29.04.2004	-47,3	0,33	-45,88	0,02	-24,21	0,36	-26,88	-1,32	-50,88	-1,43
		27.05.2004	-47,56	-0,26	-46,05	-0,17	-24,43	-0,22	-25,66	1,22		
		29.06.2004	-49,31	-1,75			-25,36	-0,93	-26,30	-0,64		
		-	-									
		29.07.2004	50,140	-0,83	-48,35	-2,3	-26,04	-0,68	-26,97	-0,67		
		25.08.2004	-50,66	-0,52	-48,89	-0,54	-26,64	-0,6	-27,81	0,84		
		30.09.2004	-50,56	0,1	-48,74	0,15	-27,04	-0,4	-28,02	-0,20		
		28.10.2004	-50,48	0,08	-48,7	0,04	-26,94	0,1	60,73	-0,50		
		30.11.2004	-50,78	-0,3	-49,05	-0,35	-27,07	-0,13	-28,12	-0,22		
		28.12.2004	-50,95	-0,17	-49,19	-0,14	-26,99	0,08	-28,15	-0,03		
			2005г.	шахта «В.-Б»	2005г.	шахта «№10»	2005г.	«магістраль »	2005г.	скв. №5-н		
		27.01.2005	-50,92	0,03	-49,1	0,09			-28,05	0,10		
		24.02.2005	-50,53	0,39	-48,66	0,44			-27,82	0,00		
		31.03.2005	-51,81	-1,28	-49,29	-0,63	-26,58	0,41	-27,51	-0,41		
		28.04.2005	-51,63	0,18	-49,48	-0,19	-26,27	0,31	-27,54	0,10		
		26.05.2005	-50,7	0,93	-50,15	-0,67						

		30.06.2005	-51,44	-0,74			-26,89	-0,62	-27,49	0,31		
		28.07.2005	-52,24	-0,8	-50,53	-0,38	-27,65	-0,76	-28,6	-1,11		
		31.08.2005	-52,65	-0,41			-28,39	-0,74	-29,44	-0,84		
		29.09.2005	-53,18	-0,53			-29,11	-0,72	-30,12	-0,68		
		27.10.2005	-53,63	-0,45	-51,88	-1,35	-28,9	0,21	-30,25	-0,11		
		29.11.2005	-53,48	0,15	-52,49	-0,61	-28,6	0,3	-30,85	-0,60		
		27.12.2005	-58,73	-5,25			-30,67	-2,07	-31,50	-0,65		
				Шахта «В.-Б»			2006г.	«магістраль»	2006г.	свердл. №5-н		
		31.01.2006	-62,13	-3,5			-33,25	-2,58	-34,83	-3,33		
		28.02.2006	-63,05	-0,92			-34,50	-1,25	-35,86	-1,03		
		30.03.2006	-64,77	-1,72			-34,49	0,01	-36,05	-0,19		
		26.04.2006	-65,83	-1,06			-34,20	0,29	-35,17	-0,88		
		30.05.2006	-66,1	-0,27			-34,43	-0,23	-36,88	1,71		
		27.06.2006	-66,6	-0,5			-35,09	-0,66	-38,05	1,17		
		27.07.2006	-66,28	0,32			-35,02	0,07	-37,25	-0,8		
		05.09.2006	-66,17	0,11			-35,57	-0,55	-37,08	-0,17		
		28.09.2006	-66,24	-0,07			-35,77	-0,2	-37,05	-0,03		
		01.11.2006	-66,64	-0,4			-36,69	-0,92	-37,39	0,34		
		29.11.2006	-67,19	-0,55					-39,18	1,79		
		26.12.2006	-67,37	-0,18			-36,91	-0,22	-38,54	-0,64		
				шахта «В.-Б»			2007г.	«магістраль»	2007г.	свердл. №5-н		
		11.01.2007	-68,01	-0,64								

		30.01.2007	-68,56	-0,55				-38,47	-1,56	-39,71	-1,17		
		27.02.2007	-69,26	-0,7				-39,31	-0,84				
		28.03.2007	-68,80	0,46				-39,80	-0,49				
		25.04.2007	-71,39	-3,59				-40,00	-0,20				
		31.05.2007	-71,01	0,38									
		26.06.2007	-71,23	-0,22				-41,00	-1,00				
		31.07.2007	-71,65	-0,42				-41,60	-0,60				
		30.08.2007	-71,58	-0,07									
		27.09.2007	-71,56	0,02				-41,56	0,04				
		30.10.2007	-71,80	-0,24				-41,09	0,47				
		27.11.2007	-71,55	0,25				-40,98	0,11				
		25.12.2007	-71,86	-0,31				-41,10	-0,12				
				шахта «В.-Б»					Шахта «магістраль»				
		29.01.2008	-72,13	-0,27				-41,29	-0,19				
		28.02.2008	-72,08	0,05				-40,71	0,58				
		27.03.2008	-72,43	-0,35				-41,14	-0,43				
		29.04.2008	-75,56	-3,13				-42,01	-0,87				
		28.05.2008	-81,00	-5,44				-46,17	-4,16				
		25.06.2008	-82,73	-1,73				-48,68	-2,51				
		29.07.2008	-83,52	-0,79				-50,61	-1,93				
		02.09.2008	-84,67	-1,15				-51,68	-1,07				
		30.09.2008	-84,13	0,54				-50,40	-0,72				
		28.10.2008	-84,22	-0,09				-53,00	-0,60				

		27.11.2008	-84,47	-0,25				-53,68	-0,68			
		23.12.2008	-84,26	0,21				-55,52	-1,84			
			2009г.	Шахта «В.-Б»				2009г.	Шахта «магістраль»			
		29.01.2009	-84,07	0,19				-53,80	1,72			
		25.02.2009	-84,15	-0,08				-53,65	-0,15			
		31.03.2009	-84,05	0,1				-53,84	-0,19			
		28.04.2009	-84,09	-0,04				-54,19	-0,35			
		27.05.2009	-84,15	-0,06				-54,20	-0,01			
		29.07.2009	-84,15	0				-55,07	-0,87			
		26.08.2009	-84,17	-0,02				-55,50	-0,43			
		29.09.2009	-84,39	-0,22				-55,64	-0,14			
		03.11.2009	-84,59	-0,2				-56,24	-0,60			
		26.11.2009	-84,70	-0,11				-56,32	-0,08			
			2010г.	шахта «В.-Б»				2010г.	Шахта «магістраль»			
		02.02.2010	-84,97	-0,27				-56,16	0,16			
		04.03.2010	-84,90	0,07				-55,79	0,37			
		29.03.2010	-84,93	-0,03				-55,45	0,34			
		27.04.2010	-85,04	-0,11				-55,44	0,01			
		31.05.2010	-86,46	-1,42				-56,01	-0,57			
		01.07.2010	-86,95	-0,49				-56,37	-0,36			
		29.07.2010	-89,45	-2,5				-57,72	-1,35			
		31.08.2010	-90,90	-1,45				-59,09	-1,37			
		30.09.2010	-91,21	-0,31				-59,86	-0,77			

ДОДАТОК В

Результати досліджень тріщинуватості західного борту Інгулецького кар'єру

Таблиця 1.

Розподілення тріщин по системам

Станція борту кар'єра	Система тріщин	Середнє значення азимуту падіння, система тріщин, градус	Середнє значення кута падіння, система тріщин, градус	Кількість тріщин, шт.		Сумарна відстань між тріщинами, м		Питома тріщинуватість, шт./м		Середня відстань між тріщинами, м		Процентне відношення систем тріщин
				По системам	Всього по системам	По системам	Всього по системам	По системам	Всього по системам	По системам	Всього по системам	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Станція №1 східний борт гор.-300 вісь гор.-42+16	П(Пл)	180	63	7	18	2,4	12,9	2,9	1,4	0,3	0,7	39
	Пз(Сх)	93	81	4		0,88		4,5		0,2		
	Пз(Зах)	268	30	3		2,5		1,2		0,8		
	К(ПлЗ)	228	39	4		7,12		0,6		1,8		
Станція №2 східний борт гор.-300 вісь гор.-44+64	Пз(Сх)	71	80	7	17	2,44	10,86	2,9	1,6	0,3	0,6	41
	К(ПлЗах)	315	40	5		2,62		1,9		0,5		
	Пз(Сх)	89	15	5		5,80		0,9		1,2		
Станція №3 східний борт гор.-300 вісь 48		0-3	0	8	17	3,39	20,01	2,4	0,8	0,4	1,2	47
	К(ПлСх)	145	72	6		6,95		0,9		1,2		
	К(ПлЗах)	327	76	3		9,67		0,3		3,2		
Станція №4 східний борт гор.-300 вісь гор.-50+45	П(Пл)	12	82	11	25	2,14	11,34	5,1	2,2	0,2	0,5	44
		0-5	25	5		3,17		1,6		0,6		
	П(Пл)	159	50	5		3,82		1,3		0,8		
	К(ПлСх)	35	75	4		2,21		1,8		0,6		
	Пз(Сх)	90	80	8		4,16		1,9		0,5		
Станція №5 східний борт гор.-300 вісь 54	К(ПлСх)	36	65	3	20	10,01	32,35	0,3	0,6	3,3	1,6	15
	П(Пл)	205	67	5		4,30		1,2		0,9		
	К(ПлСх)	51	78	4		13,88		0,3		3,5		
	П(Пл)	170	72	8		2,41		3,3		0,3		
Станція №6 східний борт гор.-270 вісь гор.-36+30÷57		0-5	50	4	17	6,94	16,12	0,6	1,1	1,7	0,9	47
	П(Пл)	198	33	5		6,77		0,7		1,4		

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Станція №7 східний борт гор.-270 вісь 36+28÷59+24	П(Пд)	164	27	6	20	2,44	40,11	2,5	0,5	0,4	2,0	13
	П(Пд)	167	32	3		4,29		0,7		1,4		30
	Пз(Сх)	118	46	7		20,76		0,3		3,0		12
	К(ПдЗх)	226	42	4		12,62		0,3		3,2		28
Станція №8 східний борт гор.-270 вісь 36+80	П(Пд)	180	79	6	21	9,78	50,76	0,6	0,4	1,6	2,4	29
	К(ПдЗх)	220	36	7		21,72		0,3		3,1		28
	П(Пн)	21	47	5		12,74		0,4		2,5		20
	П(Пд)	194	16	3		6,52		0,5		2,2		12
Станція №9 східний борт гор.-270 вісь 42	Пз(Зх)	272	81	7	31	20,14	39,29	0,3	0,8	2,9	1,3	23
	К(ПдСх)	140	71	9		4,38		2,1		0,5		29
	Пз(Сх)	70	14	8		13,9		0,6		1,7		26
	П(Пн)			7		0,87		8,0		0,1		23
Станція №10 східний борт гор.- 270 вісь 44+80	Пз(Сх)	90	53	6	20	2,23	18,14	2,7	1,1	0,4	0,9	30
	Пз(Зх)	270	36	3		4,86		0,6		1,6		15
	П(Пд)	182	69	6		6,23		1,0		1,0		30
		0-3	80	5		4,82		1,0		1,0		25
Станція №11 східний борт гор.- 270 вісь 46+22	П(Пд)	191	49	5	18	7,10	18,48	0,7	1,0	1,4	1,0	28
		0-2	24	4		2,45		1,6		0,6		22
	П(Пн)	340	83	5		7,03		0,7		1,4		28
	П(Пн)	30	51	2		1,19		1,7		0,6		11
Станція №12 східний борт гор.- 270 вісь 48+30	Пз(Зх)	244	13	2	18	0,71	24,47	2,8	0,7	0,4	1,4	11
	П(Пн)	22	80	4		14,75		0,3		3,7		22
	Пз(Сх)	90	8	5		1,65		3,0		0,3		28
	П(Пн)	336	77	7		2,61		2,7		0,4		39
Станція №13 східний борт гор.- 270 вісь 50+30		-	90	2	17	5,46	8,39	0,4	2,0	2,7	0,5	11
	П(Пд)	180	30	4		1,67		2,4		0,4		24
	П(Пн)	8	43	4		2,38		1,7		0,6		24
	П(Пд)	180	44	9		4,34		2,1		0,5		53
Станція №14 східний борт гор.- 270 вісь 52	К(ПдСх)	136	67	11	27	22,51	38,62	0,5	0,7	2,0	1,4	41
	Пз(Зх)	262	17	5		12,84		0,4		2,6		19
	П(Пн)	21	25	6		2,43		2,5		0,4		22
	Пз(Зх)	270	17	5		0,84		6,0		0,2		19
Станція №15 східний борт гор.- 270 вісь 54+44	П(Пд)	199	72	11	28	7,98	22,28	1,4	1,3	0,7	0,8	39
	Пз(Сх)	89	9	3		2,73		1,1		0,9		11
		0-5	63	12		10,44		1,1		0,9		43

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Станція №25 східний борт гор.-240 вісь 52+40	П(Пн)	27	27	2				1,8				13
	П(Пн)	21	69	5				0,3				7
	Пз(Зах)	271	27	3	13		29,02	1,3	0,4	3,3	2,2	38
	П(Пд)	162	53	5				0,5		0,7		23
Станція №26 східний борт гор.- 240 вісь 56	К(ПдЗах)	231	62	7	13		17,32	1,9	0,8	0,5	1,3	54
	К(ПнСх)	51	70	6				0,4		2,3		75
Станція №27 східний борт гор.- 210 вісь 34+45÷57	Пз(Сх)	65	37	4	10		8,34	2,0	1,2	0,5	0,8	40
	К(ПдСх)	136	45	6				0,9		1,1		60
Станція №28 східний борт гор.-210 вісь 34+85	К(ПнСх)	33	22	6				1,6		0,6		60
	Пз(Сх)	73	75	2	10		19,72	0,1	0,5	7,2	2,0	20
	К(ПнЗах)	325	23	2				1,3		0,8		20
Станція №29 східний борт гор.- 210 вісь 36	Пз(Сх)	107	61	5	5	13,27	13,27	0,37679	0,3767898	2,654	2,654	100
Станція №30 східний борт гор.- 210 вісь 36+35	Пз(Сх)	100	77	3	9	5,15	16,41	0,6	0,5	1,7	1,8	33
		-	90	6		11,26		0,5		1,9		67
Станція №31 східний борт гор.-210 вісь 38	П(Пн)	351	32	8		5,41	16,57	1,5		0,7		57
	П(Пд)	172	38	4	14	8,73		0,5	0,8	2,2	1,2	29
		-	0	2		2,43		0,8		1,2		14
Станція №32 східний борт гор.- 210 вісь 38+48	П(Пн)	2	19	5		7,51		0,7		1,5		25
	П(Пд)	201	45	3	20	7,56	21,82	0,4	0,9	2,5	1,1	15
	Пз(Сх)	92	82	9		3,50		2,6		0,4		45
		-	0	3		3,25		0,9		1,1		15
Станція №33 східний борт гор.- 210 вісь 42	П(Пд)	177	60	3		4,39		0,7		1,5		17
	П(Пд)	179	84	5	18	13,00		0,4	0,6	2,6	1,7	28
	Пз(Сх)	91	38	8		12,60		0,6		1,6		44
	П(Пд)	203	37	2		1,14		1,8		0,6		11
Станція №16 східний борт гор.- 240 вісь 36÷55÷50	П(Пд)	194	24	4	12	1,12	15,35	3,6	0,8	0,3	1,3	33
	П(Пд)	194	20	4		7,78		0,5		1,9		33

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Станція №17 східний борт гор.- 240 вісь 36÷57+50	К(ПдСх)	143	46	4		6,45		0,6		1,6		13
	П(Пн)	13	47	4		2,87		1,4		0,7		33
	П(Пд)	167	50	6	12	12,25	16,18	0,5	0,7	2,0	1,3	33
	-	-	90	2		1,06		1,9		0,5		50
Станція №18 східний борт гор.- 240 вісь 36+46	П(Пд)	163	70	2		1,16		1,7		0,6		17
	-	-	90	2	4	3,87	5,03	0,5	0,8	1,9	1,3	50
	Пз(Сх)	95	31	1								
Станція №19 східний борт гор.- 240 вісь 36+46	К(ПдЗах)	211	45	4	10	5,27	13,95	0,8	0,7	1,3	1,4	40
	К(ПнСх)	37	40	6		8,68		0,7		1,4		60
Станція №20 східний борт гор.- 240 вісь 42+58		-	90	4	8	8,61	11,18	0,5	0,7	2,2	1,4	50
	К(ПдСх)	149	67	4		2,57		1,6		0,6		50
Станція №21 східний борт гор.-240 вісь 44+72	Пз(Сх)	92	10	3		1,86		1,6		0,6		23
	П(Пд)	154	73	5	13	5,25	11,63	1,0	1,1	1,1	0,9	38
	П(Пд)	210	81	5		4,52		1,1		0,9		38
Станція №22 східний борт гор.-240 вісь 46+26	П(Пд)	162	63	6	16	18,37	32,03	0,3	0,5	3,1	2,0	38
	Пз(Сх)	90	20	5		8,93		0,6		1,8		31
	-	-	90	5		4,73		1,1		0,9		31
Станція №23 східний борт гор.-240 вісь 48+37	Пз(Зах)	247	54	4	17	13,21	20,15	0,3	0,8	3,3	1,2	24
	0-3	0-3	50	5		2,68		1,9		0,5		29
	К(ПдСх)	145	63	8		4,26		1,9		0,5		47
	П(Пн)	3	77	5		10,88		0,5		2,2		42
	Пз(Сх)	67	27	3	12	6,58		0,5		2,2		25
Станція №24 східний борт гор.- 240 вісь 50	Пз(Зах)	272	20	4		1,54	19,00	2,6	0,6	0,4	1,6	33

ДОДАТОК Г

Визначення фрактальної розмірності тріщин

Read-Only



Рисунок 1.1. – а. Подвоєні уступи на південно-західного борту Інгулецького кар'єру, які виставлені в граничне положення методом контурного підривання ($\delta = 8$).



Рисунок 1.1. – б. Подвоєні уступи на південно-західного борту Інгулецького кар'єру, які виставлені в граничне положення методом контурного підбивання ($\delta = 4$).

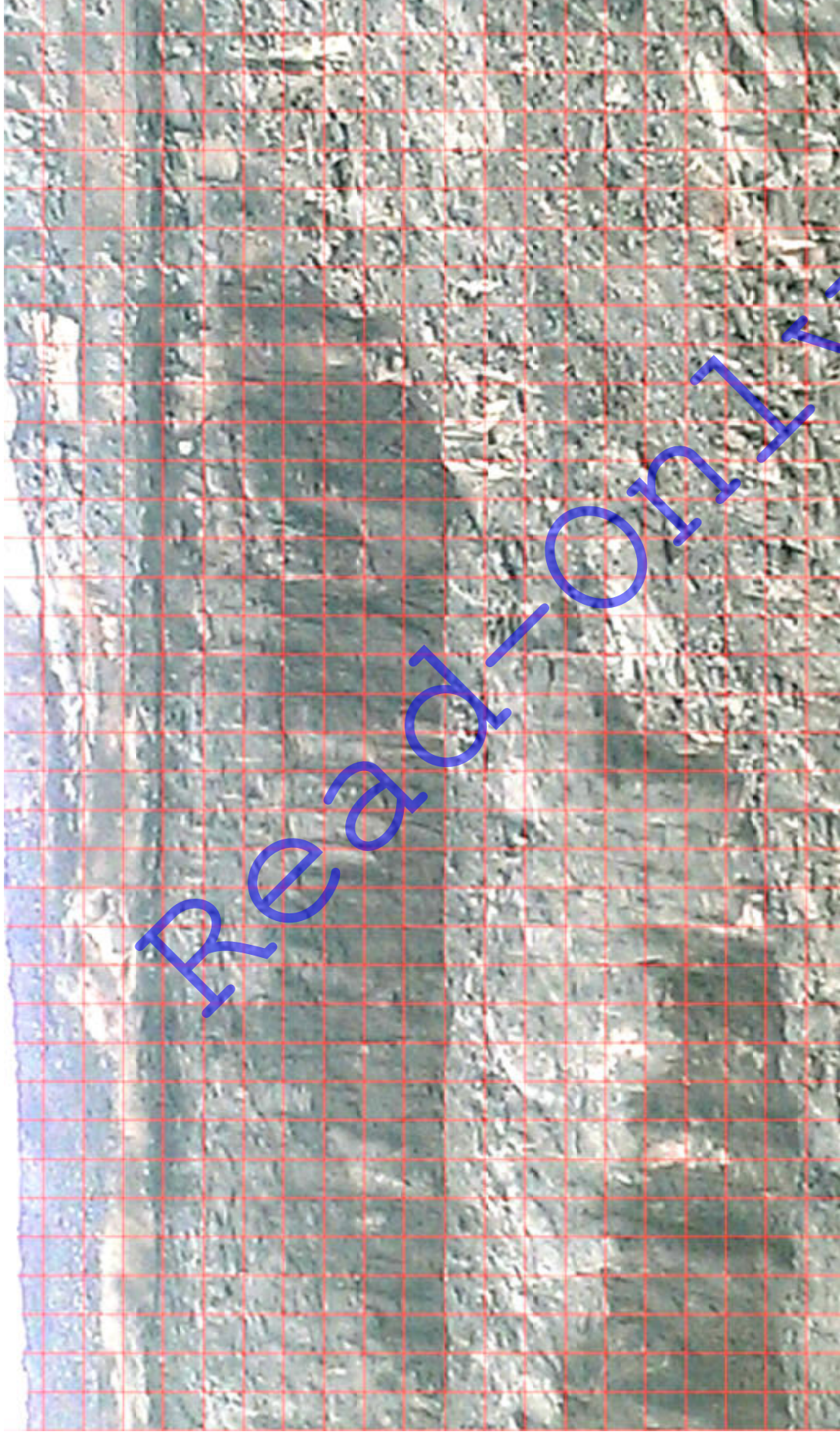


Рисунок 1.1 – в. Подвоєні уступи на південно-західного борту Інгулецького кар'єру, які виставлені в граничне положення методом контурного підривання ($\delta = 2$).



Рисунок 1.1 – г. Подвоєні уступи на південно-західного борту Ігулецького кар'єру, які виставлені в граничне положення методом контурного підривання ($\delta = 1$).

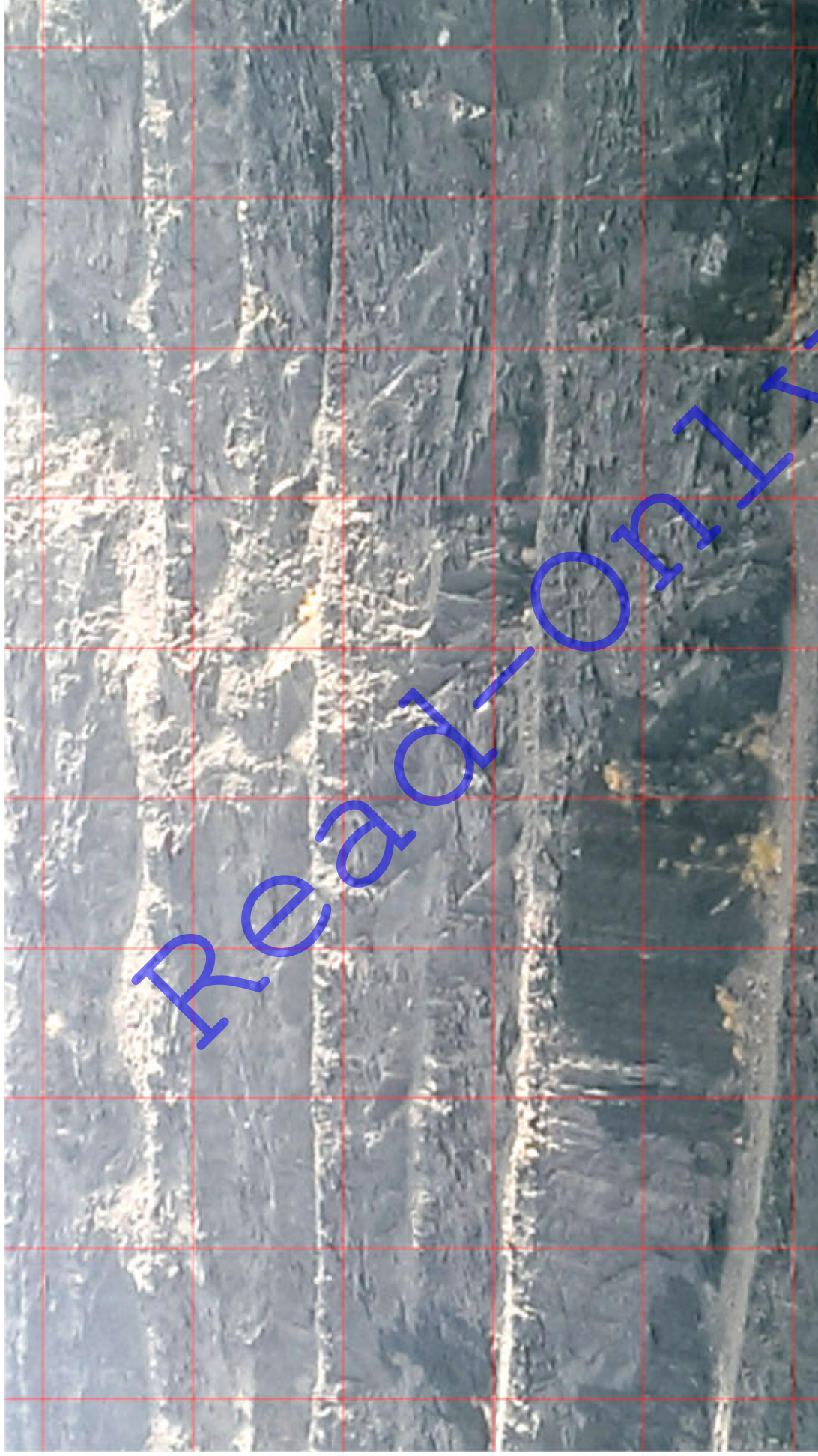


Рисунок 1.2 – а. Подвоєні уступи на південно-західного борту Інгулецького кар'єру, які виставлені в граничне положення з використанням свердловин змінної глибини ($\delta = 8$).



Рисунок 1.2. – б. Подвоєні уступи на південно-західного борту Інгuleцького кар'єру, які виставлені в граничне положення з використанням свердловин змінної глибини ($\delta = 4$).

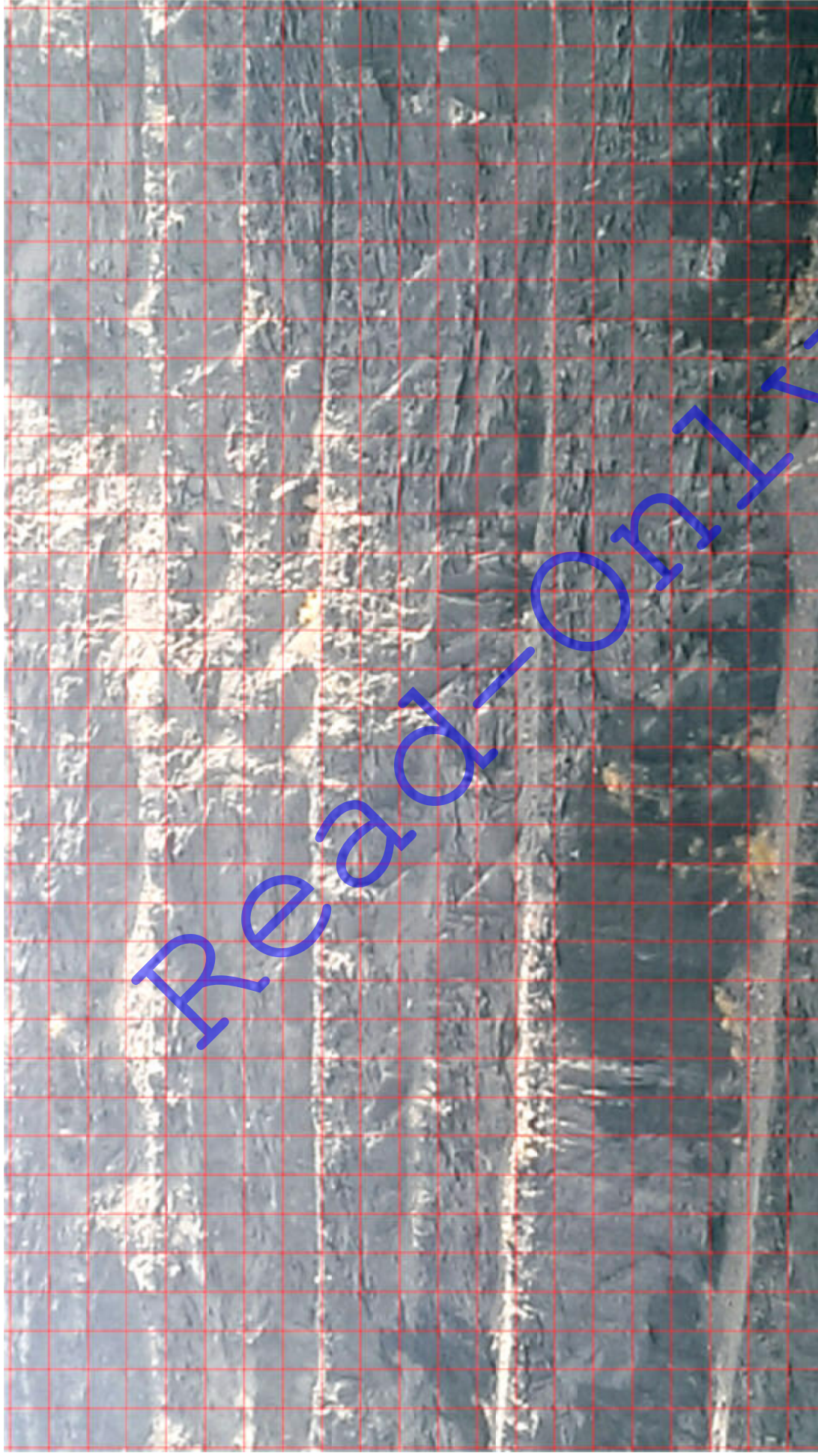


Рисунок 1.2 – в. Подвоєні уступи на південно-західного борту Інгулецького кар'єру, які виставлені в граничне положення з використанням свердловин змінної глибини ($\delta = 2$).



Рисунок 1.2. – г. Подвоєні уступи на південно-західного борту Інгулецького кар'єру, які виставлені в граничне положення з використанням свердловин змінної глибини ($\delta = 1$).



Рисунок 1.3. – а. Подвоєні уступи західного борту Інгулецького кар'єру, які виставлені в граничне положення по напластуванню ($\delta = 8$).



Рисунок 1.3. – б. Подвоєні уступи західного борту Інгuleцького кар'єру, які виставлені в граничне положення по напластуванню ($\delta = 4$).

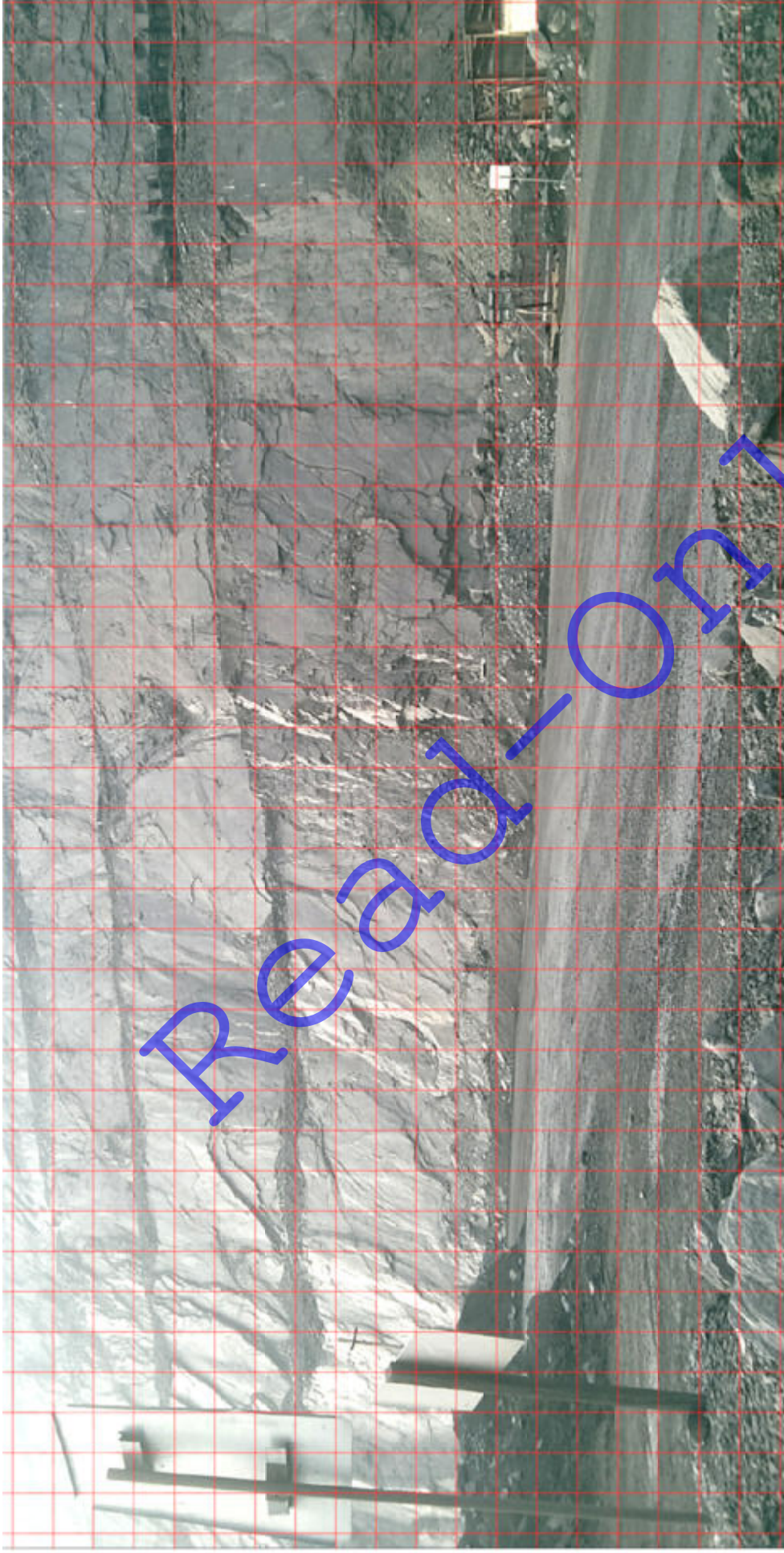


Рисунок 1.3. – в. Подвоєні уступи західного борту Інгuleцького кар'єру, які виставлені в граничне положення по напластуванню ($\delta = 2$).

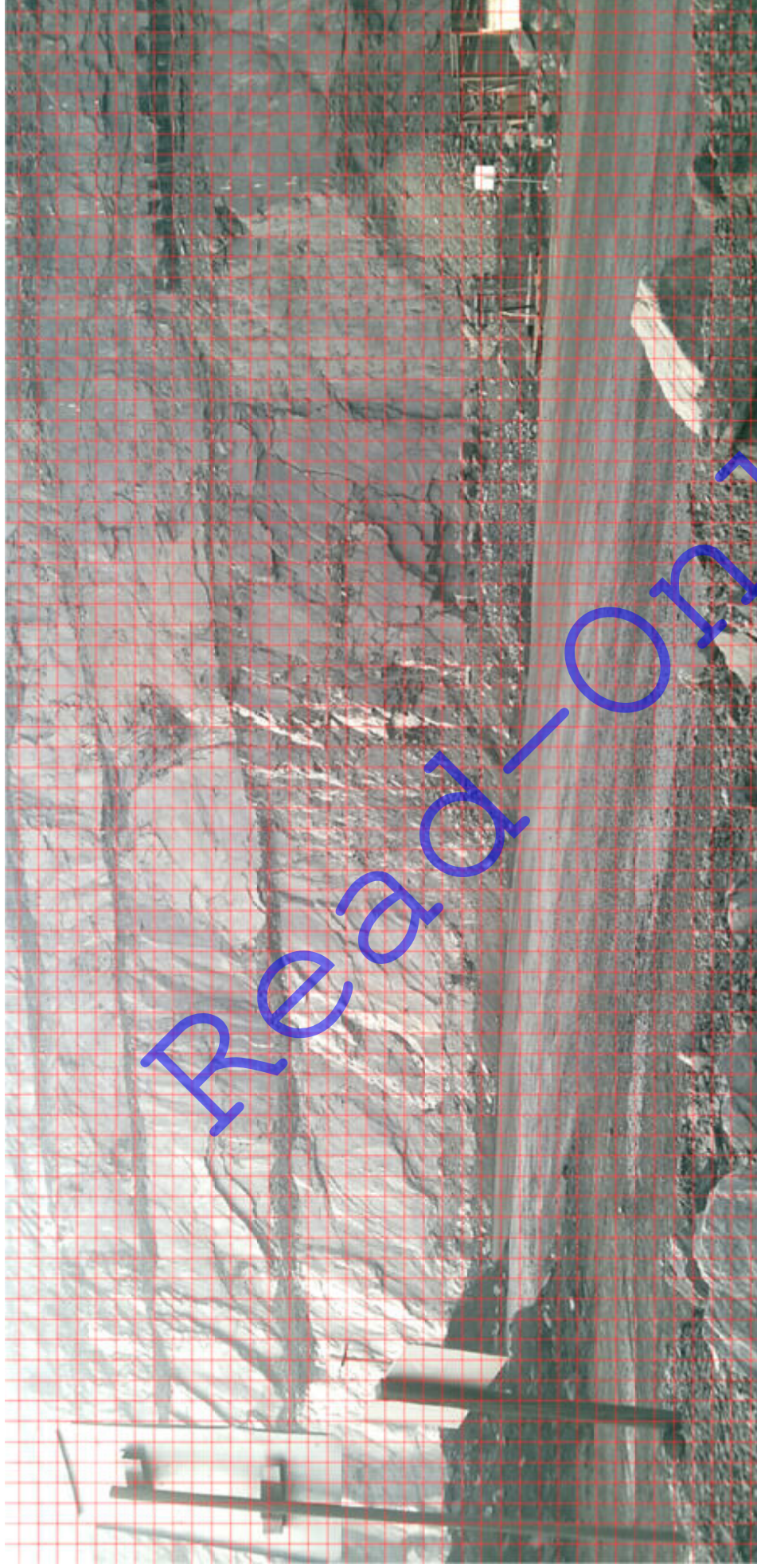


Рисунок 1.3. – г. Подвоєні уступи західного борту Інгулецького кар'єру, які виставлені в граничне положення по напластуванню ($\delta = 1$).

ДОДАТОК Д

Результати розрахунку за фактором об'ємності

Read-Only

Радиус кривизны борта (R)м	Угол между линиями (β)	Длина линии (l) _м	Угол наклона борта (α _в) градусы	Высота по разрезу (H) м (для всего борта)	R/H (для всего борта)	Расчет выражения $\left(\frac{l}{l_{\text{max}}}\right)^{\text{ос-пл}}$ (для всего борта)	Расчет формулы $\varphi = (\alpha + \beta) / 2$ (для всего борта)	Расчет выражения $(\rho) \cdot (\eta \cdot \text{ctg}(\varphi) \cdot \text{ctg}(\rho) + 1)$ (для всего борта)	Определение поправки Δα
1		1138,85	22°47'36"	444,62	0,5	0,928617456	17,4	6,66979	0,09281
	19°9'31"								
2		1272,34	22°21'26"	439,42	0,5	0,935003946	19,9	5,89061	0,10581
	19°40'26"								
3		1577,35	17°00'06"	441,11	0,5	0,941709469	22,4	5,27915	0,11892
	23°19'55"								
4		1795,78	14°49'40"	429,84	0,5	0,948734026	24,9	4,78483	0,13218
	16°7'6"								
5		1990,16	13°55'17"	448,6	0,5	0,956077616	27,4	4,37551	0,14567
	11°28'30"								
6		1930,79	14°08'01"	449,31	0,5	0,963740239	29,9	4,02978	0,15943
	10°40'37"								
7		1892,09	14°32'35"	435,81	0,5	0,971721896	32,4	3,73286	0,173543 742
	13°34'29"								
8		1798,24	15°45'10"	454,57	0,5	0,980022586	34,9	3,47415	0,18805
	18°57'3"								
9		1484,52	17°53'36"	446,89	0,5	0,98864231	37,4	3,24593	0,20305
	27°21'23"								
10		1089,12	22°47'28"	405,74	0,5	0,997581067	39,9	3,04236	0,21859
	19°49'29"								
11		964,99	26°26'21"	407,39	0,5	1,006838858	42,4	2,85899	0,23477
	18°48'57"								
12		1034,13	25°42'19"	406,9	0,5	1,016415682	44,9	2,69236	0,25167
	20°30'34"								
13		1193,37	22°49'49"	395,5	0,5	1,026311539	47,4	2,53972	0,26940
	22°45'0"								
14		1415,03	20°37'18"	376,32	0,5	1,03652643	49,9	2,39886	0,28805
	26°51'38"								

15			1420,91	19°37'25"	425,63	0,5	1,047060355	52,4	2,26800	0,30777
	928,3	26°15'10"								
16			1041,26	21°58'33"	393,36	0,5	1,057913313	54,9	2,14564	0,32870
	876,22	24°9'12"								
17			942,79	25°32'24"	417,8	0,5	1,069085304	57,4	2,03058	0,35099
	1003,89	21°46'7"								
18			1016,35	23°08'25"	443,88	0,5	1,080576328	59,9	1,92176	0,37485
	6624,27	18°44'53"								

Read-Only

ДОДАТОК Е

Фізико - механічні властивості порід інгулецького родовища та результати розрахунків за фактором стійкості

Таблиця 1 – Фізико-механічні властивості кристалічних порід родовища

Найменування порід		Стратиграфічний індекс порід	Найменування показників													
			Густина, т/м³	Питома вага, т/м³	Природна вологість, %	Водопоглинання, %	Пористість, %	Тимчасовий опір одноосовому стиску, МПа		У водонасиченому стані	Тимчасовий опір розриву, МПа	Зчеплення, МПа	Модуль пружності, 10³МПа	Коефіцієнт Пуассона	Кут внутрішнього тертя, градус	
								У сухому стані	У							
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14			
Граніти	PRar	2,69	2,74	-	0,09	4,0	209,2	56,7	22,0	-	66	0,24	36,0			
Амфіболіти	PR ⁴ nk	2,99	3,02	-	0,06	4,00	175,0	127,0	18,0	-	96	0,24	39,0			
Філіліти	PR ₁ sk²	2,66	2,73	0,04	0,10	4,50	132,7	103,1	11,5	28,7	60	0,15	42,7			
Талькові сланці	PR ₁ sk³	2,75	2,83	0,02	0,33	3,09	14,4	5,8	4,9	5,4	57	0,26	15,5			
Сланці із прошарком безрудних кварцитів	PR ₁ sx ^{1-4s}	2,80	2,86	0,08	0,05	5,05	106,0	81,0	21,95	32,9	86	0,15	26,5			
Кварцити магнетит-силікатні	PR ₁ sx ^{2f}	3,19	3,22	0,02	0,06	2,74	225,0	177,6	14,6	43,9	86,0	0,30	47,6			
Кварцити амфіболіт-хлорит-магнетитові	PR ₁ sx ^{2f}	3,32	3,38	0,02	0,06	2,06	242,3	181,4	20,7	43,5	90,0	0,27	52,0			
Кварцити амфібол-магнетитові	PR ₁ sx ^{2f}	3,40	3,47	0,02	0,06	2,19	158,1	96,1	11,5	32,2	98,6	0,3	45,5			
Кварцити силікат-магнетитові	PR ₁ sx ^{3f}	3,5	3,59	0,01	0,16	2,82	147,0	79,4	22,7	39,4	81,0	0,28	39,4			
Кварцити магнетитові	PR ₁ sx ^{4f}	3,54	3,72	0,11	0,05	4,87	173,6	88,4	25,1	44,8	93,0	0,3	35,5			
Кварцити магнетит-гематитові	PR ₁ sx ^{5f}	3,50	3,61	0,04	0,06	3,34	269,5	227,6	21,7	58,0	80,0	0,29	43,5			
Кварцити мартит-гематитові	PR ₁ sx ^{5f}	3,2	3,24	0,02	0,12	1,10	107,6	69,0	32,6	83,0	0,04	14,0	41,9			

Таблиця 2 – Фізико-механічні властивості пухких відкладень родовища

Найменування порід	Стратиграфічний індекс порід	Найменування показників								
		Густина, т/м ³	Природна вологість, %	Пористість, %	Кут внутрішнього тертя, градус		Опір зрушенню, МПа		Кут природного укосу, градус	
					При природній вологості	При капілярній вологості	При природній вологості	При капілярній вологості	У сухому стані	Під водою
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Суглинок Лісовидний	Q ₂₋₃	1,78	15,50	43,50	26,50	22,50	0,1	0,06	-	-
Суглинок важкий	Q ₁	2,97	17,04	34,80	29,50	22,50	0,08	0,06	-	-
Вапняк тріщинуватий	N _{1pn}	1,90	21,80	35,90	35,90	32,00	0,07	-	-	-
Глина зеленувато-сіра, щільна	N _{1m}	1,95	23,80	45,60	15,50	14,50	0,11	0,08	-	-
Вапняк	N _{1s}	2,00	9,40	19,80	32,00	-	0,10	-	-	-
Глина мергеляста із прошарками вапняку	N _{1s}	1,93	27,60	42,20	2,40	23,00	0,08	0,06	-	-
Пісок кварцовий глинистий	N _{1s}	1,80	-	-	30,00	-	0,01	-	35,00	31,00
Глина зеленувато-сіра	P _{2h}	1,92	27,00	48,00	21,50	18,00	0,08	0,10	-	-
Пісок глинистий	Phc	1,80	-	-	30,00	-	0,01	-	35,00	32,50
Глина сіра, піщаниста	P _{2kv}	1,96	30,50	51,00	24,50	24,00	0,08	0,08	-	-
Пісок дрібно зернистий	P _{2kv}	1,80	-	-	30,00	-	0,01	-	-	-
Глина вугільна	Pbc	1,89	-	-	25,70	18,90	0,06	0,66	-	-

Таблиця 3 – Уточнення міцнісних показників порід

Стратиграфічний подіндекс	Густина, γ , кг/м ³	Кут внутрішнього тертя, φ_0°	Коефіцієнт внутр. тертя, $\operatorname{tg}\varphi_0$	Зчеплення, c_0 , МПа	Горизонтальна потужність шарів за проектними контурами		
					У маркш. Вісях		
					48	54	середня
dn	2660	38,6	0,7983	40,9	10	10	10
sk	2610	22,1	0,4060	14,3	65	65	65
sk	2358	21,8	0,4000	4,5	54	50	52
Sx	3080	20,0	0,3640	37,0	24	26	26
Sx	3380	31,3	0,6080	31,0	10	10	10
Sx	3030	21,5	0,3939	30,6	40	180	110
Sx	3290	32,7	0,6420	34,0	110	-	55

Таблиця 4 – Результати розрахунку коефіцієнту запасу стійкості та приведення до безрозмірної величини

№ профілю	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Значення розрахункового коефіцієнта запасу стійкості	2,50	2,15	2,14	1,93	1,38	1,34	1,36	1,39	2,47
Результат зведення до безрозмірної величини	1,302	1,120	1,115	1,005	0,719	0,698	0,708	0,724	1,286
З урахуванням ваги фактору	0,820	0,705	0,702	0,633	0,453	0,440	0,446	0,456	0,810
№ профілю	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Значення розрахункового коефіцієнта запасу стійкості	2,09	2,11	1,67	1,68	1,70	1,93	2,28	2,03	2,26
Результат зведення до безрозмірної величини	1,089	1,099	0,870	0,875	0,885	1,005	1,188	1,057	1,175
З урахуванням ваги фактору	0,686	0,692	0,548	0,551	0,558	0,633	0,748	0,666	0,740

ДОДАТОК Ж

Основні параметри деформаційних процесів на кар'єрі ПрАТ «ІнГЗК» у породах
верхніх горизонтів

Read-Only

Таблиця 1 – Основні параметри деформаційних процесів на кар'єрі ПрАТ «ІнгЗК» у породах верхніх горизонтів

№	Дата, вид деформації	Ділянка деформації	Параметри деформації			Обсяг, тис. м ³	Причини деформації
			Довжина по фронту, м	Середня глибина розвитку деформацій, м	Величин а зсуву, м		
1	13.08.1975 р. Зсув	Західний борт кар'єру гор. +31/+12	80	40	20	30	Обводненість масиву за рахунок поверхневих і підземних вод.
2	12.09.1977 р. Зсув	Західний борт кар'єру, уступ +12/±0 м	180	15	10-20	30	Обводнювання порід.
3	22.10.1981 р. Зсув	Східний борт кар'єру, уступ +12/±0м	150	25	15-20	34	Невідповідність параметрів ділянки борту інженерно-геологічним умовам, зволожені породи.
4	19.11.1981 р. Зсув	Східний борт кар'єру горизонт +24/+15	500	120	15-20	200	Обводнювання пухкої товщі за рахунок фільтрації води з обводненого каналу й старого русла р. Інгулець.
5	28.02.1984 р. Обвалення	Західний борт кар'єру, уступ	120	40	10-20	62	Нестійкі породи.

		+65/46м							Невідповідність параметрів ділянки борту інженерно-геологічним умовам.
6	16.12.1984 р. Зсув	Східний борт кар'єру, уступи +36/±0	200	105	21-30	300			Відпрацьовування східного схилу б. Склеватата, який служив природнім упором; додаткове навантаження відвалу №1 при складних гідрогеологічних умовах. При відпрацьованні західного борту кар'єра була порушена основа дамби, відсипаної через колишне шламосховище шахти «Центральна»,
7	01.08.1988 р. Обвалення	Західний борт кар'єру, уступ +76/+54м	80	9	40	15			основна частина якого була раніше відпрацьована. Основа дамби була побудована на обводнених шламах. При розкритті східної частини дамби на ділянці в осях 50-58 не витримавши тиску були видавлені з під основи в кар'єр. Дамба на ділянці довжиною 30 метрів, просіла, що привело до порушення залізничного полотна.
8	17.12.1991 р. Зсув	Західний борт кар'єру, уступи	130	13	25	30-40			Обводнювання порід, що привело до зменшення стійкості. Невиконання проектних рішень по осушенню й укріпленню бортів.

		+12/-15м							Часткове руйнування ПФЗ і недостатньо ефективна робота тимчасових дренажних споруджень.
9	4.11.1993р. Зсув	Відвал №3 східний борт кар'єру, уступи +80/-30м	800	175	150	1 000			
10	05.03.1995 р. Обвалення	Західний борт кар'єру, уступи +40/-15м	340	10	60	280			Вплив підземно-лощинного стоку б. Скелевата й конденсаційних вод відвалу №1 шляхом поступового й постійного за часом насичення масиву гірських порід; складне розташування з'їзду по західному борту, у результаті чого відбувся динамічний вплив автомобільного транспорту на стан гірського масиву; слабка організація виконання контролю заходів щодо осушення родовища.
11	15.06.1998 р. Обвалення	Західний борт кар'єру, уступи -60/-90м	90	8	8	5			Динамічний вплив вибухів і автотранспорту на масив тріщинуватих, порушених кососічними тріщинами мігматитів. Супутний фактор деформування – кругі кути укосів уступів і обводнювання порід фільтруючими потоками.
12	14.01.2004 р. Зсув	Західний борт кар'єру, уступи +26/±0м	140	10	10	140			Інтенсивне сніготанення. Вплив підземно-лощинного стоку б. Скелевата й конденсаційних вод відвалу №1 шляхом поступового насичення водою масиву гірських порід.
13	21.06.2005	Західний	200	20	10	120			Обвалення відбулося на раніше

	р. Обвалення	борт кар'єру, уступи +26/-15м					деформованому перезволоження атмосферними опадами.	ділянці глинистих порід	внаслідок
14	24.11.2006 р. Зсув	Північний борт кар'єру, уступ +12/±0м	80	9,5	6,5	1,2	Невідповідність кута укосу (після завідки - 80°) фізико-механічним властивостям порід; наявність зони дроблення на деформованій ділянці обумовило насичення водою каолінів за рахунок перетікання ґрунтових вод з вищежачих горизонтів, що привело до ослаблення фізико-механічних властивостей порід, що формують уступ.	порід	
15	19.09.2007 р. Зсув	Північний борт кар'єру, уступ +24/+12 м	100	30	20	40	Підрізання в уступі київських глин, раніше деформованих у результаті впливу небезпечної зони зрушення горизонту (-350) м шахти «Центральна»; зміна фізико-механічних властивостей порід через їхнє перезволоження й відсутності в них зчеплення.		

ДОДАТОК 3

Довідки про впровадження результатів досліджень

Read-Only

«Затверджую»

Віце-президент

Академії гірничих наук України

О.П. Станков

« 14 » травня 2015 р.

Довідка

з використання КП «Академічний дім» Академії гірничих наук України
результатів дисертаційної роботи Романенко Андрія Олександровича,
поданої на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук

Нами, представниками КП «Академічний дім» Академії гірничих наук України та Криворізького національного університету, складено дану довідку, яка підтверджує використання матеріалів «методики оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля» при виконанні робіт в рамках науково дослідної роботи «Обоснование максимально допустимых углов наклона участков бортов карьера ПАО «ИнГОК», параметров их уступов на временно нерабочих контурах».

Використання даної методики дозволило виконати прогнозування стійкості бортів та груп уступів кар'єру ПАТ «ІнГЗК» на тимчасово неробочих контурах в межах кар'єрного поля за рахунок виконаного районування по факторам стійкості.

Від КП «Академічний дім»

АГН України

Від Криворізького національного
університету

Директор КП «Академічний дім»

к.т.н. Болотніков А.В.

Керівник проєктами

д.т.н. Несмашний Є.О.

Проректор з наукової роботи

д.т.н. проф. Моркун В.С.

Науковий керівник

к.т.н. доц. Шолох М.В.



ЗАТВЕРДЖУЮ:

Головний інженер
ПАТ «ЦГЗК»

А.Є. Федотов

«05» грудня 2014р.

Довідка

з використання ПАТ «ЦГЗК» «Методики оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля», що розроблена на основі досліджень, які виконані та наведені в дисертаційній роботі Романенко А. О. на тему «Розроблення методу оцінки зрушень гірських порід при відпрацюванні родовища залізистих кварцитів відкритим способом» поданої на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук, під науковим керівництвом к. т. н., доцента М. В. Шолох.

Нами, представниками ПАТ «ЦГЗК» та ДВНЗ «Криворізького національного університету», складено дану довідку, яка підтверджує використання розробленої методики районування та оцінки стану бортів в межах кар'єрного поля за факторами стійкості при проведенні робіт з контролю стійкості бортів кар'єрів та відвалів «Службою по нагляду за зрушеннями гірських порід в кар'єрі та на відвалах» підприємства.

Використання методики районування та оцінки стану бортів в межах кар'єрного поля за факторами стійкості, дало змогу розробити рекомендації по організації маркшейдерських спостережень за станом бортів Глеюватського кар'єру, та уточнити межі найбільш проблемних ділянок по різних факторам впливу на масив.

Від ПАТ «ЦГЗК»

Від ДВНЗ «КНУ»

Головний інженер кар'єру

В. о. проректора з наукової роботи
д-р. т. н., проф.

Моркун В.С.

М.М. Данілов

В. о. начальника служби по нагляду за
здвигом гірничих порід

Я.С. Максимова

Науковий керівник, к. т. н., доц.

Шолох М.В.

УЗГОДЖУЮ:

Головний інженер

ПАТ «ІнГЗК»

 Д.Ю. Малих

« 27 » листопада 2014р.

**Довідка**

з використання ПАТ «ІнГЗК» «Методики оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля», що розроблена на основі досліджень, які виконані та наведені в дисертаційній роботі Романенко А. О. на тему «Розроблення методу оцінки зрушень гірських порід при відпрацюванні родовища залізистих кварцитів відкритим способом» поданої на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук, під науковим керівництвом к. т. н., доцента М. В. Шолох.

Нами, представниками ПАТ «ІнГЗК» та ДВНЗ «Криворізького національного університету», складено дану довідку, яка підтверджує використання розробленої методики районування та оцінки стану бортів в межах кар'єрного поля за факторами стійкості при проведенні робіт з контролю стійкості бортів кар'єрів та відвалів «службою по нагляду за зрушеннями гірських порід в кар'єрі та на відвалах» підприємства.

Використання методики районування та оцінки стану бортів в межах кар'єрного поля за факторами стійкості, дає змогу розробити рекомендації по організації маркшейдерських спостережень за станом бортів Ігулецького кар'єру, та уточнити показник оцінки стану стійкості масиву на 6-15%.

Від ПАТ «ІнГЗК»

Від ДВНЗ «Криворізького національного університету»

Головний інженер кар'єру



Висоцький В.А.

Геофізик кар'єру



Бехлер Є.Я.

Проректор з наукової роботи



д.т.н. проф. Моркун В.С.

Науковий керівник



к.т.н. доц. Шолох М.В.

Затверджую:

В.о. Голови Правління
ПРАТ «Полтавський ГЗК»



В.С. Іванов

23 листопада 2018 р.

Довідка

З використання ПрАТ «Полтавський ГЗК» «Методики оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля», що розроблена на основі досліджень, які виконані та наведені в дисертаційній роботі Романенко Андрія Олександровича на тему: «Комплексна оцінка стану масиву гірських порід при відпрацюванні залізрудних кар'єрів», поданої на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук, під науковим керівництвом к.т.н., доцента М.В. Шолох.

Нами, представниками ПрАТ «Полтавський ГЗК», складено довідку, яка підтверджує можливість використання розробленої методики районування та оцінки стану бортів в межах кар'єрного поля за факторами стійкості при проведенні робіт з контролю стійкості бортів кар'єру та відвалів цеху РУ «маркшейдерською службою» підприємства.

Використання даної методики дозволяє виконувати прогнозування стійкості бортів та груп уступів для умов кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК», та виявляти ділянки, які потребують організації спеціальних маркшейдерських спостережень.

Представники ПрАТ «Полтавський ГЗК»:

Заступник начальника технічного відділу

Д.В. Вінівітін

Узгоджую:
Директор
ТОВ «Гірничопромисловий
та будівельний інжиніринг»

«03» лютого 2021р

Довідка

З використання ТОВ «Гірничопромисловий та будівельний інжиніринг» «Методики оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля», що розроблена на основі досліджень, які виконані та наведені в дисертаційній роботі Романенко А.О. на тему: «Комплексна оцінка стану масиву гірських порід при відпрацюванні залізорудних кар'єрів», поданої на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук, під науковим керівництвом д.т.н., проф. В.Д. Сидоренко.

Нами, представниками ТОВ «Гірничопромисловий та будівельний інжиніринг», складено довідку, яка підтверджує використання розробленої методики районування та оцінки стану бортів в межах кар'єрного поля за факторами стійкості при проведенні робіт з оцінки стійкості бортів кар'єрів в рамках НДР «Розробка основних технічних рішень по безпечному веденню робіт в кар'єрі ПРАТ «ІНГЗК» при його відпрацюванні в 2020 році».

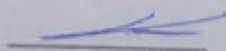
Використання даної методики дозволило виконати прогнозування стійкості бортів та груп уступів для умов кар'єру ПРАТ «ІНГЗК», та виявити ділянки, які потребують організації спеціальних маркшейдерських спостережень.

ТОВ «Гірничопромисловий та будівельний інжиніринг»:

Головний маркшейдер



Керівник проектів



ДОДАТОК І

Список наукових праць та апробацій за темою дисертації

Read-Only

СПИСОК

наукових праць Романенка Андрія Олександровича

№ п/ п	Назва	Видавництво, журнал (Назва, номер, рік) або номер авторського свідоцтва	Кількість друкован их сторінок	Прізвище співавторів
1	Устойчивость борта Глееватского карьера, подработанного подземными горными выработками, при расширении его границ	Металлургия и горнорудная промышленность 2013 №3.	4	Болотников А.В., Несмашный Е.А.
2	Комплексный прогноз устойчивости бортов глубоких карьеров	Промышленность Казахстана 2016 №6 (98).	3	
3	Використання фізичних процесів при вирішенні гідрогеологічних проблем глибоких залізрудних кар'єрів	Вісник КТУ: зб. наук. праць / м-во освіти і науки України, КНУ. – Кривий Ріг, 2010. – Вип. 26	5	Несмашний Є.А., Ткаченко Г.І.
4	Разработка методики прогнозирования устойчивости открытых горных выработок с учётом их деформаций	«Вісник Криворізького Технічного Університету», зб. наук. праць – Кривий Ріг: КТУ, 2011. – Вип. №28	4	Болотников А.В., Романенко А.В.
5	Оценка методов наблюдений горнах выработок шахты «Центральная» на устойчивость северного борта	Криворізького Національного Університету, зб. наук. праць – Кривий Ріг: КНУ, 2012. – вип. №31	3	

	карьєра ПАО «ИнГОК»			
6	Районування кар'єрного поля по фактору тріщинуватості з використанням GNSS-технологій	Вісник Криворізького національного університету, зб. наук. праць. – Кривий Ріг: КНУ, 2013.	4	
7	Оцінка процесу зрушень гірського масиву в зоні суміжних гірничих робіт	Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн-вск, ПГАСА, 2013г. – №70	6	Шолох М.В.
8	Районування кар'єрного поля за фактором стійкості	Екологія і природокористування, зб. наук. праць – Дн-вск, 2013. – Вип.17	6	
9	Оцінка впливу БВР на стійкість масиву при відпрацюванні родовищ відкритим способом	Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн-вск., ПГАСА, 2013. – вып. № 71 том 2	5	
10	Розроблення методу комплексної оцінки стану масиву кар'єру	Строительство, материаловедение, машиностроение, сб. научн. трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн-вск, ПГАСА, 2014 – вып. №76	5	Шолох М.В.
11	Метод сведения безразмерных величин в объединенный интегральный показатель	Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. научн. Трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн-вск, ПГАСА, 2015 – Вып. 84	4	

12	Оценка вариации значений интегрального показателя и коэффициента запаса устойчивости бортов глубоких карьеров	Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. научн. Трудов, серия: Энергетика, экология, компьютерные технологии в строительстве. – Дн-вск, ПГАСА, 2016 – Вып. 92	5	
13	Визначення ваги факторів різної природи, які впливають на стан гірського масиву	Збірник наукових праць Науково-дослідного гірничорудного інституту Державного вищого навчального закладу Криворізький національний університет, 2015, №55	10	Шолох М.В.
14	Анализ и систематизация методов оценки устойчивости бортов карьеров	Вісник Криворізького національного університету, зб. наук. праць. – Кривий Ріг: КНУ, 2017. – №44	6	Болотников А.В.
15	Порівняння інтегрального показника і коефіцієнта запаса стійкості бортів кар'єру	Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури, 2018, №5	6	
16	Оцінка тріщинуватості гірського масиву через метод визначення фрактальної розмірності тріщин	Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури, 2019, №5	8	Кушнір Є.Г., Остапчук А.О.
17	Виділення факторів та їх параметрів для проведення оцінки стійкості бортів Глеюватського кар'єру	Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва, 2019, №1	11	

Апробація результатів дисертаційного дослідження. Основні результати досліджень, які увійшли в дисертацію по мірі її виконання були апробовані: на наукових конференціях, зокрема: міжнародна науково-технічна конференція міжнародна науково - практична конференції студентів та молодих науковців: «Молодий науковець XXI століття» (з 17 по 18 листопада 2008 р., очно), міжнародний форум-конкурс молодих вчених: «Проблеми недропользования» (з 20 по 22 квітня 2010р., очно), міжнародна науково-технічна конференція «Гірничо-металургійний комплекс: досягнення, проблеми й перспективи розвитку – 2010» (26–28 травня 2010 р. м. Кривий Ріг, очно); міжнародна конференція студентів, аспірантів і молодих учених: «Іноземна мова як засіб мобільності майбутніх фахівців у контексті Болонської декларації» (19 березня 2009 р., м. Кривий Ріг, очно); міжнародна конференція студентів і молодих фахівців «Актуальні проблеми раціонального використання природних ресурсів», (вересень 2011р, Санкт-Петербург, очно.); науковий симпозіум «Тиждень еколога – 2012» (м. Дніпродзержинськ, ДДТУ, 12 жовтня 2012 р., заочно); міжнародна науково-технічна конференція «Стабільний розвиток гірничо-металургійної промисловості: досягнення, проблеми, та перспективи розвитку» (м. Кривий Ріг, 23-25 травня 2011, очно); міжнародна науково-практична конференція «Комбіновані технології розробки родовищ глибокими кар'єрами й шахтами» (м. Кривий Ріг, 2011 р., очно); всеукраїнська науково-практична конференція «Охорона навколишнього середовища промислових регіонів як умова постійного розвитку України» (м. Кривий Ріг, 2012 р, заочно.); міжнародна науково-технічна конференція «Геомеханічні аспекти й екологічні наслідки відпрацювання рудних покладів» (м. Кривий Ріг, 21-22 грудня 2012 р., очна); міжнародна науково-практична конференція «Енергетика, екологія, комп'ютерні технології в будівництві» ГВУЗ ПДАБА (м. Дніпропетровськ, 11 квітня 2014р., заочно), міжнародна науково-практична конференція «Енергетика, екологія, комп'ютерні технології в будівництві» ГВУЗ ПДАБА (м. Дніпропетровськ, 2015-2019р., заочно); Міжнародна науково-практична конференція «Розвиток промисловості й суспільства» (2013р. очно), 2014р, з 20 по 22 травня 2015, з 25 по 27 травня

2016р.); міжнародна науково-технічна конференція «Розвиток промисловості та суспільства» (24-26 травня 2017 р., 23-25 травня 2018р., 22-24 травня 2019р., очна) на засіданнях науково-технічних рад ПрАТ «ІнГЗК» (Кривий Ріг, 2013–2014 рр., заочна); на наукових семінарах кафедри маркшейдерії Криворізького національного університету (Кривий Ріг, 2011–2019 рр., очна), міжнародна науково-технічна конференція «Форум гірників – 2018» (11 жовтня, НТУ «Дніпровська політехніка», заочна).

Read-Only

ДОДАТОК Й
Методика оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»



МЕТОДИКА

оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля

РОЗГЛЯНУТО

на засіданні кафедри маркшейдерії
Протокол № 2 від 22 жовтня 2014 р.
Завідувач кафедри маркшейдерії
Медведь П. Й. Федоренко

СХВАЛЕНО

Методичною радою гірничого факультету
Протокол № 1 від 29 жовтня 2014 р.
Голова ради *Б. М. Андрєєв*

Кривий Ріг 2014 р.

«Методика оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля» розроблена на основі досліджень, що виконані в дисертаційній роботі Романенко А. О. на тему «Розроблення методу оцінки зрушень гірських порід при відпрацюванні родовища залізистих кварцитів відкритим способом» під науковим керівництвом к. т. н., доцента М. В. Шолоха.

«Методика оцінки стану гірського масиву в межах кар'єрного поля» розроблена для багатофакторного аналізу стану гірського масиву в межах кар'єрного поля, спирається на методи районування та математичного зведення різнопланових величин до єдиного показника. Метод районування вперше використувався у фізичній географії, де розподілять території або акваторії на частини (райони), що різняться між собою і у чомусь односторонньо узагальнює себе. Пізніше, районування, як індуктивний метод, стало застосовуватися для вирішення економічних і екологічних завдань. Відповідно до гірничого масиву, районування проводиться по інтенсивності ведення буровибухових робіт, багатоступіньності гірських порід, фізико-технічних параметрах, тріщинуватості, зносності, кріпильних борту кар'єру в плані, тобто у більшості випадків за одним фактором.

Складність гірничо-геологічних умов роздовинає корисних копалин, внаслідок чого підвищується потреба в більш ефективних засобах розвідки. Підприємства, які здійснюють розвідку, повинні врахувати всі фактори, що впливають на результативність роботи. Це означає, що підприємства повинні врахувати всі фактори, що впливають на результативність роботи. Це означає, що підприємства повинні врахувати всі фактори, що впливають на результативність роботи.

Для проведення розрахунків за даною *методикою* виділяється комплекс факторів що мають вплив на стійкість гірського масиву і бортів кар'єру, що досліджуються. У таблиці 1.1 наведені характеристики можливих факторів впливу, які характерні для більшості родовищ корисних копалин при випрацюванні відкритим способом, та визначають загальний стан гірського масиву.

Таблиця 1.1. Характеристика основних факторів, що впливають на стан гірського ландшафту

№ п/п	Наименование фактора	Тенденция развития в глобальном	Критерий развития	Величина стабильности масштабу	Видовая значимость	Способ анализа
1	Угрозы безопасности	Стабильное	Низкое количество угроз	Негативное	Значимое	Экспериментальная
2	Величина буровых работ	Рост	Масштаб перемещения буровых работ	Негативное	Значимое	Теоретическая оценка и фактичность
3	Технология бурения	Стабильная	Ориентация технологических трендов	Негативное	Незначимое	По данным инженерно-геологических исследований
4	Экологическая безопасность	Переходная	Риск экологических последствий	Значимое	Значимое	Экспериментальная
5	Качество буровых работ	Рост	Повышение качества буровых работ	Позитивное	Значимое	Теоретическая оценка и фактичность
6	Угрозы безопасности	Стабильное	Низкое количество угроз	Негативное	Значимое	Экспериментальная
7	Величина буровых работ	Рост	Масштаб перемещения буровых работ	Негативное	Значимое	По данным инженерно-геологических исследований
8	Технология бурения	Стабильная	Ориентация технологических трендов	Негативное	Незначимое	По данным инженерно-геологических исследований

Одним з основних факторів, що впливає на стан гірського масиву є його тріщинуватість. На сьогодні не існує з методів розрахунку стійкості гірського масиву і кар'єрних відкриттів, що враховує у повній мірі цей фактор. Основний підхід заключається у переході від розгляду гірського масиву в цілому до розгляду гірського масиву через коефіцієнт структурного пошкодження, який в свою чергу

основний критерій цього фактору можна прийняти питому вагу слабкого прошарку в геологічному перерізі.

Останній з виділених факторів пажливий тим, що він з однієї сторони, враховує вплив факторів, які не виділяються окремо (рельєф місцевості, літологічна структура, геометрія борту кар'єру та ін.) з другої сторони, цей фактор є інтегральною оцінкою стану гірського масиву, хоча він і не може врахувати в достатній ступені усі перераховані вище фактори.

Для оцінки впливу буро-вибухових робіт – об'єм буро-вибухових робіт по кожному сектору за останній рік $m_{\text{вв}}$ (кг) – маса вибухової речовини, розподіленої по кожному сектору; тріщинуватість порід (%) – відсоток несприятливо направлених тріщин; $V_{\text{вв}}$ (м³/добу) – об'єм водо притоку на кожній ділянці; поправка до кривизни борту кар'єру – розраховується відповідно до геометричних параметрів кар'єру, величина визначення – градуси; наваністність та вплив шахтних виробок на стійкість гірського масиву і бортів кар'єру, оцінюється відповідно до зон впливу шахти, виходячи з загальної теорії впливу гірничих виробок на денну поверхню (зона воронко утворення приймає значення впливу 3, зона тріщин і терас 2, зона плавних зрушень 1); наваністність слабкого прошарку порід, що може утворювати поверхню сколювання – відсоток слабких порід у перерізі борту. Розрахунковий показник запасу стійкості борту є найбільш значимий, його величина розраховується по загальноприйнятій методиці алгебраїчного додавання сил [2,3], але не включає в себе додатковий коефіцієнт запасу стійкості, що забезпечує стабільність гірського масиву.

2. Районування та розрахунок кар'єрного поля

2.1. Районування кар'єрного поля за факторам розподілу коефіцієнту запасу стійкості гірського масиву.

Для визначення впливу фактору стійкості виконуються розрахунок за однією з методик алгебраїчного додавання сил [2,3], але без врахування коефіціє-

нту, залежить від ступеня тріщинуватості порового гірського масиву. Як фактор, тріщинуватість з глибиною зменшується (збільшення блокової структури з глибиною, по даним інженерно-геологічних вишукувань складає від 0,55 м до 1,18 м), але основним моментом залишаються небагатоглибини орієнтовані тріщини, які, при зростанні сейсмічності представляють небезпеку. У зв'язку з цим за основний критерій при районуванні прийнятий коефіцієнт небагатоглибини орієнтованих тріщин.

Оцінку впливу буро-вибухових робіт (БВР) на стійкість гірського масиву і кар'єрних відкосів характеризується масою закладених зарядів і періодичністю масових вибухів. Вплив БВР з глибиною відраховування на стан гірського масиву збільшується за причини підвищення міцності порід та збільшеності збільшення сейсмічного впливу на гірський масив.

Вплив фактору тектоніки на родовище має доволі стійкий характер. Основне значення набуває орієнтація тектонічних тріщин відносно відкосів борту кар'єру, ступінь розкриття тріщин та їх протяжність.

Гідрогеологічні умови родовища постійно контролюються протягом усього часу з початку ведення гірничих робіт. За даними проведених експериментальних досліджень, можна зробити висновок про те, що при районуванні кар'єрного поля слід враховувати як рівень шахтних вод, так і інтенсивність водопритоку. З подальшим розвитком гірничих робіт гідрогеологічні потужності перерозподіляються з верхніх горизонтів на нижчі.

Позитивний вплив фактору об'ємності з глибиною підвищується. Ступінь прояву даного фактору, характеризується можливістю збільшення кутів нахилу бортів кар'єру на певний кут α .

Вплив підземних виробок на стан гірського масиву і бортів кар'єру, перш за все, характеризується їхньою близькістю та орієнтацією до виробленого простору. Із збільшенням глибини кар'єру суттєва міняє прояву даного фактору не очікується. Наваністність ослабленого прошарку порід створює додаткову можливість для прояву деформаційних процесів. Враховуючи, що їх орієнтація, по відношенню до виробленого простору, як правило багатоглибинна. За

7

иту запасу стійкості. Вихідні дані беруться із даних геолого-геоморфологічних вивчення.

За обраною *методикою* знаходяться коефіцієнти запасу стійкості гірського масиву для кожного з перерізів (рис. 1, табл. 2.1) і по кожному з перерізів знаходиться найменший показник стійкості гірського масиву, що буде характеризувати величину запасу у досліджуваній зоні.

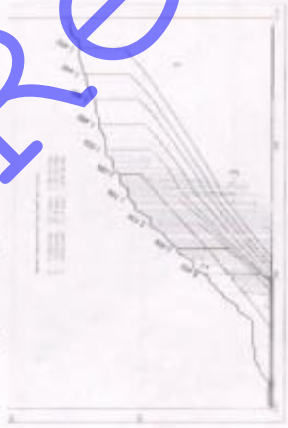


Рис. 1. Розподіл коефіцієнтів запасу стійкості в геолого-структурному перерізі

Таблиця 2.1. Розрахункові значення коефіцієнту запасу стійкості

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Значення розрахункового показника стійкості гірського масиву	1,56	1,93	2,28	2,03	2,26	2,65	2,41	2,14	1,93
Значення розрахункового показника стійкості гірського масиву	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Значення розрахункового показника стійкості гірського масиву	1,38	1,34	1,36	1,39	2,47	2,09	2,11	1,67	1,55

За отриманими значеннями коефіцієнта стійкості гірського масиву (табл. 2.1) проводиться районування за даним фактором. В результаті районування кар'єрного поля отримуємо план з нанесеними секторами і коефіцієнтами стійкості по них (рис. 2.).

2.2. *Районування кар'єрного поля по фактору впливу буровибухових робіт.*

Для проведення оцінки стійкості гірського масиву по даному фактору пропонується використати матеріали з таблиць показників по проведенню вибухів за останні роки, данні по кількості використаної вибухової речовини та місця

8

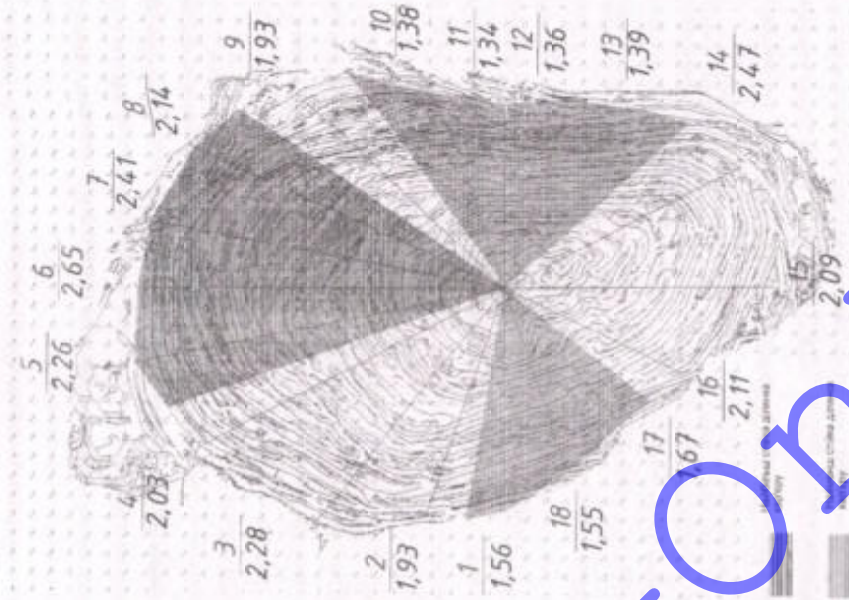


Рис. 2. Районування кар'єрного поля по фактору стійкості гірського масиву

розміщення блоків. Далі виконуються розподілення по секторам, середньою лінією кожного сектору є лінія перерізу, уявного з абстрактного районування по фактору розрахунку стійкості гірського масиву (рис. 3.).

Величини запланованого зарплату по різних горизонтальних можна враховувати окремо. Оскільки на даній ділянці досить складно виділити величину зарплату по окремо узятим ділянкам, а їх вплив все-одно розподіляється на сумарній секторі. Щоб врахувати розподілення впливу при веденні кар'єру в центрі кар'єру виділяється зона, в якій проводиться величина зарплату розмірно розподіляється на усі сектори.

Таблиця 2.2. Розподілення величини ВВ по секторам за останні 3,5 роки

Номер профілю	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Величина ВВ, т (Україна)	2216,7	8590,8	7686,4	7066,4	13593,9	985,2	2337,8	1336,6	2456,3
Номер профілю	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Величина ВВ, т (Україна)	1307,6	1674,3	706,3	952,3	8422,6	10397,6	1379,3	137,2	1999,5



Рис. 3. Районування кар'єрного поля по фактору буровибухових робіт

2.3. Районування кар'єрного поля по фактору трициклової породи виходу за параметром кількості несприятливо напрямлених тріщин і визначається у відсотках.

Дані беруться з робіт, що виконуються науково-дослідницькими організаціями або спеціалізованими відділами підприємства.

Дані виконуються зональне розподілення несприятливо напрямлених тріщин і визначається їх відсоток в межах кожної зони (рис. 4). Використовуючи переріз по кожній лінії приводимо значення проценту несприятливо напрямлених тріщин і вказуємо їх до таблиці (табл. 2.3).

Таблиця 2.3. Розподілення по профілям несприятливо орієнтованих тріщин

Номер профілю	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Процент несприятливо орієнтованих тріщин	6	6	6	8	7	8	7	9	11
Номер профілю	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Процент несприятливо орієнтованих тріщин	19	20	21	16	15	14	12	8	7

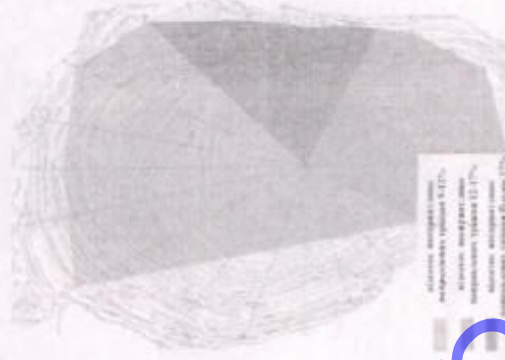


Рис. 4. Районування кар'єрного поля по фактору тріщинуватості

2.4. Районування кар'єрного поля за фактором зношеності породи. За критерій оцінки зношеності породи приймемо величину водопритоку в межах кожного сектору. Розподіляємо її вплив на стійкість гірського масиву і бортів у вигляді критерію від 1 до 10, до якого також приймається склад

поряд, які формують борт. По ній проводимо районування і отримуємо розподілення даного фактору у наступному виді, рис. 5.

Таблиця 2.4. Розподілення по профілям критерію зволоженості масиву

Номер профілю	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Критерій зволоженості масиву	8	9	10	10	9	9	8	6	5
Номер профілю	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Критерій зволоженості масиву	7	8	8	8	7	3	4	2	3



Рис. 5. Розподілення величини впливу по бортам кар'єру.

2.5. Оцінка впливу фактору об'ємності (кривизни бортів кар'єру).

Для розрахунку поправок за рахунок кривизни борту кар'єру в плані необхідно, спочатку, за допомогою методу кінцевих елементів провизначити серію розрахунків напружено-деформованого стану плоского і круглого, у плані (віссесиметричного), борту кар'єру з однаковими геометричними характеристиками перерізів, при різних значеннях параметрів, що визначають стійкість гірського масиву і бортів кар'єру. У якості таких параметрів вибрані α — кут відко-

і ν — коефіцієнт Пуассона. У віссесиметричній задачі відігравала величина R/H де R — радіус кривизни борту кар'єру, а H — його висота.

Аналітична обробка результатів серії розрахунків дозволила встановити залежність зміни компонентів від величин α , R/H і ν для напруженого стану в плоскій і віссесиметричній задачах. Так, встановлена зміна усередненого по уступу відношення першого інваріанта тензора напруг I_1 до максимального до- тичного напруження τ_{max} :

$$\begin{aligned} \left(\frac{I_1}{\tau_{max}} \right)^{(0,1)} - \left(\frac{I_1}{\tau_{max}} \right)^{(0,2)} = & 13.2379 + 6.1671 \left(\frac{R}{H} \right) + 3.2917 \left(\frac{R}{H} \right)^2 + \alpha \left[-149.849 + 55.667 \left(\frac{R}{H} \right) - 39.773 \left(\frac{R}{H} \right)^2 \right] + \\ & + \nu^2 \left[318.80 - 175.26 \left(\frac{R}{H} \right) + 113.80 \left(\frac{R}{H} \right)^2 \right] + \alpha \left[-0.87624 + 0.46822 \left(\frac{R}{H} \right) - 0.32649 \left(\frac{R}{H} \right)^2 \right] + \\ & + \alpha \left[8.4978 - 7.9158 \left(\frac{R}{H} \right) + 5.3384 \left(\frac{R}{H} \right)^2 \right] + \left[-16.667 + 17.709 \left(\frac{R}{H} \right) - 11.901 \left(\frac{R}{H} \right)^2 \right] + \\ & + \alpha \left[0.046722 - 0.023065 \left(\frac{R}{H} \right) + 0.014614 \left(\frac{R}{H} \right)^2 \right] + \nu \left[-0.14746 + 0.22527 \left(\frac{R}{H} \right) + 0.14399 \left(\frac{R}{H} \right)^2 \right] + \\ & + \nu^2 \left[0.288 - 0.4629 \left(\frac{R}{H} \right) + 0.288 - 0.4629 \left(\frac{R}{H} \right)^2 \right] + 0.296 \left(\frac{R}{H} \right)^2 \end{aligned} \quad (2.1)$$

Отриманий вираз справедливий прийнятій для наступного діапазону зміни вхідних даних: $\nu = 0,2 \div 0,4$; $\alpha = 30 \div 70$, $R/H = 0,05 \div 1,5$.

Співвідношення, що зв'язує кути відкосів об'ємного (віссесиметричного) і плоского борту кар'єрів з однаковими коефіцієнтами запасу стійкості гірського масиву, може бути представлено у вигляді:

$$\alpha_{\alpha\kappa} = \alpha_{0,1} + \Delta\alpha$$

При цьому вираз для визначення приросту до кута відкосу $\Delta\alpha$ за рахунок кривизни борту в плані має вигляд:

$$\Delta\alpha = \frac{2}{\pi} \left[\frac{1}{\tau} \left(\frac{I_1}{\tau_{max}} \right)^{(0,1)} - \left(\frac{I_1}{\tau_{max}} \right)^{(0,2)} \right] \cdot \left(\frac{1}{\tau} \cdot \text{ctg}(\varphi) - \text{ctg}(\rho) + 1 \right); \quad (2.2)$$

де: ρ — кут внутрішнього тертя, η — коефіцієнт запасу стійкості плоского відко- су; $\varphi = (\alpha + \rho)/2$.

Промігрішки з графічних матеріалів висоту борту, радіус кривизни лінії борту і кут нахилу борту кар'єру. Середньошарпений кут внутрішнього терети для розрахунку приймаємо 29,8, коефіцієнт Пуассона 0,25. Інші елементи беремо з графічних матеріалів.

Величини, що перевищують 2 градуси або є незначними ($< 0,01$) відбраковуємо з набору. Графік залежності величини поправки від R/H приведено на рис. 6. За результатами отриманих значень проводимо районування за даним фактором (рис. 7).

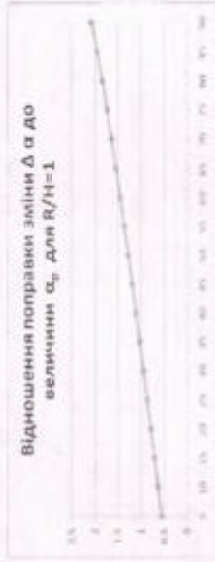


Рис. 6. Залежність поправки від кута нахилу підмішності кривизни борту

2.6. Врахування впливу гірничих виробок шахти «Центральна».

Для виконання районування кар'єрного поля по фактору впливу підземних робіт необхідно виділити зони впливу шахтного поля: зона воронко утворення, зона тріщин та терас, зона плавних зрушень і присвоємомо значення впливу для кожної зони відповідно 3, 2 та 1. Отримуємо районування виду (рис. 7).



Рис. 7. Районування кар'єрного поля за впливом підземних гірничих виробок

У такий спосіб на значення певних впливів по куту утосу впливає і величина коефіцієнта стійкості гірського масиву. В даній методикі приймаємо коефіцієнт залуза стійкості $\eta = 1$.

Для виконання районування по даному фактору необхідно провести розрахунок поправок.

Приклад розрахунку:

Таблиця 2.5. Результати розрахунків поправок для кута впливу з врахуванням фактора об'ємності

	Радіус кривизни борту (Rм)	Довжина лінії кривизни (Lм)	Кут нахилу борту (α) градуси	Висота попериту (H) м	Радіус кривизни борту (Rм)	Величина поправки Δα до
1	4236,33	1138,85	22°47'36"	444,62	9,53	0,30
2	650,59	1272,34	22°21'26"	439,42	1,48	26,08
3	5098,65	1377,35	17°00'06"	441,11	12,92	23,40
4	629,31	1795,78	14°49'40"	429,84	1,46	22,31
5	699,05	1990,16	13°55'17"	448,6	1,56	21,86
6	707,3	1930,79	14°08'01"	449,31	1,57	21,97
7	1652,55	1892,09	14°32'35"	435,81	3,79	22,17
8	824,02	1798,24	15°45'10"	454,57	1,81	22,78
9	7537,02	1484,52	17°53'36"	446,89	16,87	23,85
10	3119,29	1089,12	22°47'28"	405,74	7,69	26,30
11	1221,31	964,09	26°26'21"	407,39	29,97	28,12
12	6077,83	1034,13	25°42'19"	406,9	14,94	27,75
13	538,31	1193,37	22°49'49"	395,5	1,36	26,32
14	652,81	1415,03	20°37'18"	376,32	1,73	25,21
15	928,3	1420,91	19°17'25"	425,63	2,18	24,71
16	876,22	1041,26	21°58'33"	393,36	2,23	25,89
17	1003,89	942,79	25°32'24"	417,8	2,40	27,67
18		1016,45	24°08'25"	443,88	14,92	26,47

2.7. Наявність прошарку слабких порід

Якщо родовище має неоднорідну структуру і наявність прошарку слабких порід, що формують потенційну поверхню ковазів, то для врахування цього фактору будуться перерізи по заданим лініям і для кожного знаходимо процентний вміст слабкого прошарку у перерізі. Перерізи обчислюється геометрично борту, його висотою та перпендикуляром до ліній кар'єру. Результати зводимо до таблиці (табл. 2.6.)

Переріз по лінії 1-0



Рис. 8. Переріз по лінії 1-0

Таблиця 2.6. Розподілення слабкого прошарку порід по виділених перерізах

№ перерізу	Площа слабкого прошарку у перерізі, м ²	Загальна площа перерізу по усьому борту, м ²	%
1	2135,29	249855,37	0,855
2	537,29	268923,78	0,200
3	1051,04	362623,73	0,290
4	0	432648,09	0,000
5	0	475007,59	0,000
6	2680,28	442743,82	0,608
7	12935,78	453941,91	2,850
8	8186,12	439278,84	1,864
9	7211,42	343809,72	2,098
10	7968,67	220814,68	3,609
11	13265,29	182752,97	7,259
12	21950,43	199545,71	11,000
13	32974,41	203425,27	16,210
14	0	166957,64	0,000
15	0	220658,64	0,000
16	1707,86	173588,24	0,984
17	2303,82	182241,67	1,264
18	0	249444,03	0,000

На першому етапі виконуємо пошук зрізів для районування та безпосередньо районування по кожному із факторів. Далі проводимо зведення діпазону міцності кожного з факторів до єдиної шкали. Оскільки ми маємо справу з показниками різної природи, то слід їх привести до єдиної градаций вимірювання. За базу порівняння беремо діапазон вимірювання коефіцієнта запасу стійкості гірського масиву і бортів кар'єру за вибраними профілями.

Методологія приведення безрозмірних показників по окремим районам кар'єрного поля до єдиної шкали заснована на узгодженні трьох точок з різних діапазонів міцності показників, що розгладжуються. А саме: лівою та правою межевими величинами та величиною, яка відповідає середньому значенню показника. Математично це має наступний вигляд. Якщо показник K_a змінюється в діапазоні від A_0 до A_1 , а показник K_b – в інтервалі значень від B_0 до B_1 , то взаємозв'язок між значенням першого показника K_a з другим K_b має наступний вигляд:

$$K_b = \begin{cases} \frac{1-B_0}{1-A_0} \frac{1-A_1}{1-A_0} & A_1 \leq K_a \leq 1 \\ \frac{B_1-1}{1-(1-K_a)} \frac{B_0-1}{A_0-1} & 1 \leq K_a \leq A_1 \end{cases} \quad (2.3)$$

З цих виразів випливає, що при $K_a = 1$ і $K_b = 1$, а при $K_a = A_0$, $K_b = B_0$, при $K_a = A_1$, $K_b = B_1$, тобто досягнуто узгодження між собою двох різних діапазонів.

Локальний індекс навантаження по зонах приводимо до єдиної шкали у безрозмірному вигляді:

Таким чином, процедура сумарної оцінки впливу вищезазначених факторів на стан гірського масиву ґрунтується на наступних чинниках: - уніфікованість інтегральної оцінки, тобто можливість її застосування для оцінки впливу на загальний стан стійкості гірського масиву і бортів кар'єру кожного окремого фактора, так і поєднання окремих факторів у єдиний зведений фактор; - використання ієрархічної структури показників та врахування всіх основних факторів, що впливають на стан стійкості гірського масиву і бортів кар'єру; - застосування оцінок у безрозмірному вигляді; - класифікація факторів впливу за значиміс-

то; - діагностичність, оцінок впливу для всіх основних факторів; - можливість врахування подальшого впливу факторів при перспективному плануванні видобутку корисних копалин.

Якщо схему розрахунку системи рівнянь (2.3) розв'язати на окремі дії, то отримаємо наступну послідовність вирішення даної системи рівнянь. Наприклад: розв'язання рівняння для районування за середніми по фактору впливу БВР матиме наступну послідовність:

- 1) знаходимо максимум та мінімум по кожному з факторів (для прикладу візьмемо величину використаної вибухівки $A_0 = 34\ 777,8$ тис. т $A_1 = 706,3$ тис. т.);
- 2) визначаємо середнє значення між цими показниками $A_1 = (706,3 + 17717,05) / 2$;
- 3) зводимо показники до єдиної шкали значень $A_0 (A_0 = A_1 / A_0)$;
- 4) для перевірки: сума верхньої та нижньої границі діапазону значень повинна дорівнювати 2.

Таблиця 2.7. Зведення до єдиної шкали значень на прикладі фактору впливу БВР

Розрахунок дослідних показників	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Заказ України, т	2216,7	8590,8	7686,4	7066,4	13593,9	9005,2	34727,8	2836,6	2456,3
Розрахунок дослідних показників	0,125	0,485	0,434	0,399	0,767	0,508	1,960	0,160	0,139
Заказ України, т	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Розрахунок дослідних показників	1,807,6	1676,3	706,3	952,3	8422,6	10397,6	1279,3	937,2	3999,5
Розрахунок дослідних показників	0,074	0,095	0,040	0,054	0,475	0,587	0,072	0,053	0,113

У відповідності до вищевказаного, для кожного з факторів отримано наступний діапазон значень:

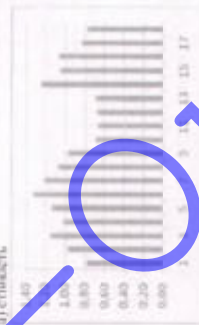
- 1) фактор стійкості – 0,67 - 1,33;
- 2) фактор об'ємності – 0 - 2;
- 3) фактор впливу БВР – 0,04 - 1,96;
- 4) фактор впливу гірничих виробок шахти «Центральна» – 0 - 2;
- 5) вплив гідрогеологічного фактору – 0,33 - 1,67;
- 6) вплив слабкого прогару талькових сланців – 0 - 2;
- 7) вплив тріщинуватості – 0,44 - 1,56.

Проводимо розрахунок зведених показників по усім факторам і складаємо таблицю 2.8.

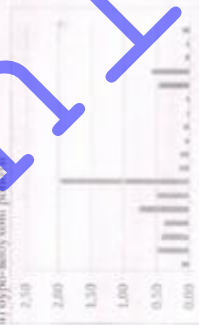
Таблиця 2.8. Зведенні числові значення по кожному фактору

Фактори	Стійкість	Висота об'ємності	БВР	Вплив шахти	Гідрогеологія	Вплив тальків	Тріщинуватість
1	0,78	0,89	0,13	0,00	1,33	0,11	0,44
2	0,97	1,13	0,48	0,00	1,50	0,02	0,44
3	1,14	1,10	0,43	0,00	1,67	0,04	0,44
4	1,02	1,90	0,40	0,67	1,67	0,00	0,59
5	1,13	2,00	0,77	2,00	1,50	0,00	0,52
6	1,33	0,96	0,51	1,33	1,50	0,80	0,59
7	1,21	0,22	1,96	0,67	1,33	0,35	0,52
8	1,07	0,37	0,16	0,00	1,00	0,23	0,67
9	0,97	0,68	0,14	0,00	0,83	0,26	0,81
10	0,69	0,54	0,07	0,00	1,17	0,45	1,41
11	0,67	0,00	0,09	0,00	1,33	0,90	1,48
12	0,68	0,00	0,04	0,00	1,33	1,30	1,56
13	0,70	0,00	0,05	0,00	1,33	2,00	1,19
14	1,24	0,06	0,48	0,00	1,17	0,00	1,11
15	1,05	0,06	0,59	0,00	0,50	0,00	1,04
16	1,06	0,00	0,07	0,00	0,67	0,12	0,89
17	0,84	0,00	0,05	0,00	0,33	0,16	0,59
18	0,78	0,00	0,11	0,00	0,50	0,00	0,52

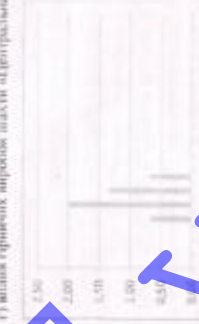
б) об'ємність



в) буровибухові роботи



г) вплив гірничих виробок шахти «Центральна»



5. Зноженисть порід - 7%;
 6. Нави́ність слабого про шару (хлорит - талькові слани) - 6%;
 7. Трішинуватість порід - 9%.
- Розподіл ваги між факторами може бути й іншим, але методичний підхід залишається незмінним.

Приклад результатів розрахунків по районуванню кар'єрного поля наведено у таблиці 2.9.

Таблиця 2.9. Числові значення зведених показників по перерізі кар'єрного поля

№ Профілю	Фактори						
	(1) Стійкість	(2) Об'ємність	(3) БВР	(4) Питома вага гірничого виробку	(5) Зноженисть порід	(6) Нави́ність слабого про шару	(7) Трішинуватість
1	0,454	0,045	0,009	0,000	0,093	0,006	0,040
2	0,561	0,057	0,034	0,000	0,105	0,001	0,040
3	0,663	0,055	0,030	0,000	0,117	0,002	0,040
4	0,590	0,095	0,028	0,053	0,117	0,000	0,053
5	0,656	0,100	0,054	0,160	0,105	0,000	0,047
6	0,770	0,048	0,036	0,107	0,105	0,048	0,053
7	0,701	0,011	0,137	0,053	0,093	0,021	0,047
8	0,622	0,018	0,011	0,000	0,070	0,014	0,060
9	0,561	0,034	0,010	0,000	0,058	0,016	0,073
10	0,401	0,027	0,005	0,000	0,082	0,027	0,127
11	0,360	0,000	0,007	0,000	0,093	0,054	0,133
12	0,395	0,000	0,003	0,000	0,093	0,081	0,140
13	0,404	0,000	0,004	0,000	0,093	0,120	0,107
14	0,218	0,003	0,033	0,000	0,082	0,000	0,100
15	0,408	0,003	0,041	0,000	0,035	0,000	0,093
16	0,513	0,000	0,005	0,000	0,047	0,007	0,080
17	0,486	0,000	0,004	0,000	0,023	0,000	0,053
18	0,45	0,000	0,008	0,000	0,035	0,000	0,047

На завершальному етапі по кожному з перерізів отримуємо інтегральний показник. Він показує загальний вплив факторів на стійкість масиву по кожному сектору кар'єрного поля (таблиця 2.10).

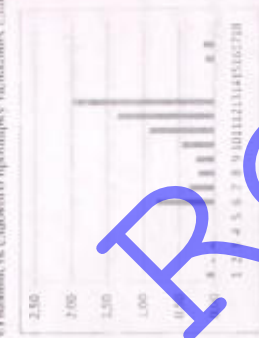
Таблиця 2.10. Розподіл інтегрального показника по секторам кар'єрного поля

Профіль	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Значення інтегрального показника	35	0,44	0,55	0,43	0,39	0,47	0,36	0,49	0,44
Профіль	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Значення інтегрального показника	0,9	0,40	0,08	0,08	0,51	0,44	0,47	0,40	0,36

а) стійкість



б) нави́ність слабого про шару



ж) трішинуватість

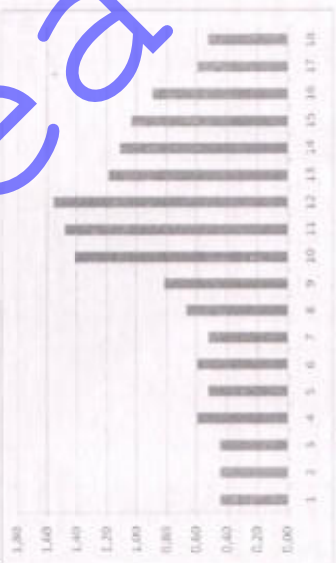


Рис. 9.1. Профілі розподілення кожного фактору по секторам.

В деяких випадках може виникати потреба у отриманні інтегрального показника, який характеризує стан гірничого масиву. Для цього потрібно використати дані, наведені в таблиці 6 та питому вагу кожного з факторів, враховуючи його позитивний або негативний вплив на стійкість гірничого масиву. Для зазначення ваги факторам можна використовувати метод експертних оціночвань. У наведеному прикладі районування та оцінки стану по досліджуванім факторам прийнята наступна питома вага:

1. Розрахунковий показник стійкості - 58%;
2. Кри́визна борту кар'єру в плані - 5%;
3. Буро-вибухові роботи - 7%;
4. Вплив шахтних виробок - 8%;



Рис. 9. Зважений інтегральний показник для кожного сектору індустріального кар'єру

За наведеними вище даними усі фактори розділені на 2 групи: позитивні та негативні. До позитивних факторів відносяться фактор стійкості та фактор об'ємності. До негативних відносяться: фактор впливу БВР, вплив виробок шахти «Центральна», зовоженість порід, наявність слабого прошарку та тріщинуватість порід.

Математично інтегральний показник P_i розраховується за формулою:

$$P_i = \sum_{j=1}^n \delta_j \cdot a_j \cdot C_j \quad (2.4)$$

де n - кількість факторів; j - номер перерізу; $0 \leq a_j \leq 2$ - численне значення j -го фактору для j -го перерізу; C_j - вага j -го фактору; $\delta_j = \pm 1$ в залежності від напрямку дії фактору.

Формулу (2.4) доцільно розділити на 2 частини:

$$P_i = (a_{p1} \cdot C_{p1} + a_{p2} \cdot C_{p2} + a_{p3} \cdot C_{p3} + a_{p4} \cdot C_{p4} + a_{p5} \cdot C_{p5}) + (a_{n1} \cdot C_{n1} + a_{n2} \cdot C_{n2} + a_{n3} \cdot C_{n3} + a_{n4} \cdot C_{n4} + a_{n5} \cdot C_{n5}) \quad (2.5)$$

На підставі вищевисловлених даних максимальне теоретичне значення інтегрального показника P_i для наведеного прикладу, обчислюється за формулою (2.5) і дорівнює:

$$P_i = (1,33 \cdot 0,58 + 2 \cdot 0,05) - (0,04 \cdot 0,07 + 0 \cdot 0,08 + 0,33 \cdot 0,07 + 0 \cdot 0,06 + 0,44 \cdot 0,09) = 0,87 - 0,07 = 0,80.$$

Для аналізу даних таблиці 2.5 приймемо, що у випадку, коли значення інтегрального показника більше або дорівнює 50% від теоретично можливого, тобто 0,40. Ми маємо заздалегідь стабільний стан масиву. При значеннях P_i в інтервалі від 25 до 50 % від максимального, стан масиву можна охарактеризувати як доволі стабільний, задовільний стан досягається при значеннях P_i у діапазоні 10 - 25% від максимального, тобто при $P_i \in [0,08 - 0,20]$. При значеннях $P_i < 0,04$ стан масиву класифікується як «критичний», а при $P_i \in [0,04-0,08]$ - як небезпечний. За даними таблиці 8. інтегральні показники P_i знаходяться в зоні задовільних (перерізи 10, 11, 12, 13), доволі стабільних значень (перерізи 1, 5, 7, 18) та стабільних значень (2 - 4, 6, 8, 9, 14 - 17).

З точки зору обсягу маркшейдерських спостережень підвищену увагу слід приділяти південно-східній ділянці кар'єру, де розташовані перерізи 10 - 13.

Висновки умовно можна розділити на 2 групи: ті, що піддаються управлінню та такі, що практично нескеровані.

З точки зору підвищення значення інтегрального показника нас цікавлять фактори першої групи: стійкість масиву, вплив БВР та зовоженість порід.

У зв'язку з тим, що район розташування чотирьох виділених перерізів рекомендується проводити буровибухові роботи у «поблажливому» режимі, контролювати ступінь зовоженості порід та своєчасно застосовувати заходи підпорядкованого захисту. Крім того не виключається також і виведення борту кар'єру на більш позитивний кути. Якщо брати до уваги результати розрахунку по окремим факторам, то з таблиці 2.7 можна виділити перерізи, де числові значення досліджуваного фактору збільшені та найбільші (з урахуванням ваги фактору). Ці дані зведені до таблиці 2.11.

Таблиця 2.11. Оцінка розмінуваних профілів по досліджуванним факторам

Профіль	Стійкість	Об'ємність	ІЗВР	Підземні виробки	Зноско-ність порід	Наявність тріщинуватості	Глибина-ність
Найкращий	6	5	12	1-3, 8-18	17	4, 5, 1 4, 15, 18	1-3
Найгірший	11	11-13, 16-18	7	5	3, 4	13	12

Таким чином у місці розташування профілю 11 підвищену увагу слід приділяти забезпеченню загальної стійкості борту кар'єру, для профілю 5 при виборі параметрів борту кар'єру доцільно врахувати наявний резерв стійкості за різном фактору об'ємності, а для профілю 7 при веденні ІЗВР необхідно максимально забезпечити захист за контурного масиву. Для профілю 5 має місце найбільш негативний вплив підземних виробок, а для профіля 3 і 4 найбільший прояв зношеності порід. Наявність слабого прошарку хвоститих та інших сланців та підвищена тріщинуватість порід обумовлюють можливість прояву локальних деформаційних процесів по профілях 13 та 12. Це обумовлює певний регламент організації та проведення маркшейдерських спостережень, застаном ділянок бортів кар'єру.

Таким чином *методика* рекомендується до використання як в процесі ведення гірничих робіт, у тому числі при застосуванні тих чи інших заходів з підвищення стійкості бортів кар'єру, так і для впровадження проектних рішень по відрощуванню зсувонебезпечних ділянок.

Список використаних літературних джерел:

1. Емельянина Е. П. Основные закономерности оползневых процессов. – М.: Недра, 1972 г.
2. Голуб В. В., Полінух С. З., Ветвицкий И. Л. Новые подходы к оценке устойчивости откосов и склонов: теория и практика.- Днепродзержинск: ЧМП «Економика», 2011.- 172 с.
3. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра, 1965. 378 с.
4. Инструкция по проектированию маркшейдерских работ. – М.: Недра, 1987.-240 с.