

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

Кваліфікаційна наукова робота  
на правах рукопису

**ДУБОВИК ОЛЕКСАНДР ІВАНОВИЧ**

УДК 622.831

**ДИСЕРТАЦІЯ**

**ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СТІЙКОСТІ  
КОНВЕЄРНИХ ВИРОБОК ДЛЯ ПОВТОРНОГО ВИКОРИСТАННЯ В  
УМОВАХ ГЛИБОКИХ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ**

**184 – «Гірництво»**

**Подається на здобуття наукового ступеня  
доктора філософії**

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

Науковий керівник:  
Шашенко Олександр Миколайович  
доктор технічних наук, професор

Дніпро – 2021

## АНОТАЦІЯ

*Дубовик О.І.* Обґрунтування технології забезпечення стійкості конвеєрних виробок для повторного використання в умовах глибоких вугільних шахт. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора філософії за освітньою програмою 184 – «Гірництво». – Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Дніпро, 2020.

*Мета роботи* полягає у обґрунтуванні параметрів кріплення і елементів охорони конвеєрних виробок, при яких стає можливим їх повторне використання.

*Об'єкт дослідження* – геомеханічні процеси, що розвиваються навколо конвеєрних виробок, які використовуються повторно.

*Предмет дослідження* – параметри комбінованого кріплення і охоронних конструкцій у конвеєрних виробках, що використовуються повторно.

У першому розділі виконано огляд інформаційних джерел щодо стану вугільної галузі у світі і Україні. Визначено актуальність досліджень, що виконуються у дисертації. Ситуація, що склалась у світі на цей час відносно видобутку і використання вугілля у якості палива для електростанцій носить узагальнюючу назву – «декарбонізація». Її мета – це тотальний перехід до 2050-го року на відновлювальні джерела енергії, що передбачає закриття вугільних шахт та переведення частини їх у іншу економічну площину. У цей період ефективний видобуток вугілля можливий тільки при умові зменшення собівартості, що тимчасово зробить його конкурентоспроможним. Один із шляхів зниження собівартості вугілля, що видобувається підземним способом, є повторне використання конвеєрних підготовчих виробок, які домінують у технологічній структурі шахти.

Повторне використання транспортних підготовчих виробок сприяє мінімізації експлуатаційних витрат на видобуток вугілля і, відповідно, зменшенню його виробничої собівартості. При цьому виникає у чистому вигляді оптимізаційна задача: зменшення витрат, пов'язаних за тим, що не треба

споруджувати додаткову виробку, вимагає збільшення витрат на підтримку у експлуатаційному стані виробки, що використовується повторно. Необхідно знайти таке інженерне рішення, при якому стійкість виробки, що використовується повторно, була б достатньою, а вартість заходів з її забезпечення - мінімальною.

Таким чином, обґрунтування можливості повторного використання конвеєрної виробки вугільних шахт є актуальною науково-технічною задачею, яка має значне народногосподарське значення.

У *другому розділі* наведено дані щодо гірничо-геологічних умов ВК «Шахта «Краснолиманська», яка вибрана у якості основного промислового об'єкта досліджень, і яка є однією з найбільш перспективних вугільних шахт, що перебуває у державній власності. Підвищення ефективності її роботи дасть можливість реального видобутку вугілля на рівні 2,5 млн. тон на рік.

Аналіз статей в структурі виробничої собівартості шахти показав, що її зростання в 2016-19 роках обумовлений зростанням амортизаційних відрахувань, розміру заробітної плати і матеріальних витрат, які виросли в зазначений період в основному за рахунок збільшення витрат на електроенергію. Одним з таких заходів щодо її зниження є повторне використання відкатних виробок. Це дозволяє на 10-15 % зменшити витрати на підготовку вугільних пластів до виїмки і прискорити процес видобутку вугілля. При цьому витрати на відновлення відкатних виробок не повинні перевищувати вартості спорудження нового штреку, проведеного, як правило, впрісечку до вже існуючого. Однією із задач, що при цьому вирішуються, є обґрунтування критерію доцільності повторного використання виробок.

Геологічною особливістю шахтного поля є наявність у покрівлі та підшві розроблюваних пластів шарів пісковика і вапняку змінної потужності, які визначають геотехнічну ситуацію в підготовчих виробках.

Дослідження щодо обґрунтування відповідного критерію виконувалися з 2012 по 2016 роки у десяти виробках, які були дійсні на той час. З метою визначення характеру експлуатації конвеєрних штреків були виконані відповідні натурні обстеження таких виробок.

Доведено, що відносна попикетна зміна обсягів ремонтних робіт по довжині виробки носить випадковий характер і може розглядатися як випадкова функція. Аналіз структури такої функції показав, що розподіл обсягів ремонтних робіт, як випадкових величин, достатньо близько підпорядковується нормальному закону, а сама функція є ергодичною. Це дозволяє віднести її до стаціонарних випадкових функцій.

Встановлені ймовірно-статистичної закономірності дозволяють розглядати геомеханічні процеси, що розвиваються навколо підготовчих виробок, як стохастичні, на основі чого може бути сформульована задача обґрунтування критерію доцільності їх повторного використання. У якості випадкової величини, що підлягала вивченню, було прийнято відношення експлуатація витрат до капітальних. Ця величина отримала назву коефіцієнт витратності. Вона є випадковою на кожному пікеті і не повинна перевищувати деякий певний економічно доцільний рівень.

Статистична обробка даних натурних вимірювань показника стійкості у виробках шахти показала, що закон його розподілу близький до нормального. У такому разі для оцінювання показника стійкості отримано формулу для прогнозування цієї величини в конкретних гірничо-геологічних умовах. Також отримано вираз для величини граничного значення коефіцієнту витратності. Аналізуючи його на мінімум функції, отримано значення, яке при заданих капітальних і експлуатаційних витратах є оптимальним. Воно дорівнює 0,5, тобто в гірничо-геологічних умовах шахти «Краснолиманська» конвеєрні виробки доцільно використовувати повторно, якщо при заданих параметрах кріплення і його початкової вартості сумарний обсяг ділянок, що підлягають ремонту, не перевищує половини загальної їх довжини.

Таким чином, доказано, що в процесі спорудження і експлуатації конвеєрні підготовчі виробки, що планується до повторного використання, послідовно проходять чотири стадії – початкову поза зоною впливу лави, у зоні впливу лави, у вікні лави і поза вікном лави, експлуатаційні витрати в межах яких залежить від капітальних витрат на кріплення на початковій стадії, яке повинно бути таким, що забезпечує виконання ремонтних робіт не більше, як на половині довжині

виробки, що дозволяє мінімізувати загальні витрати на спорудження і подальшу експлуатацію транспортного штреку.

У *третьому розділі* наведено дані щодо натурних досліджень. Стан протяжних виробок залежить від величини переміщення їх контуру. З метою вивчення характеру деформацій породного масиву навколо виробок були виконані натурні дослідження. Вони полягали у візуальному попикетному їх обстеженні та облаштуванні вимірних станцій. У якості типової виробки був використаний 4-й північний конвеєрний штрек пласта  $m_4^2$ .

Отримано графіки зміщень, які характеризують деформації виробки на ділянці, розташованій після конвеєрного ходка № 1. Їх розділено на дві частини. Перша частина відповідає 10-ти добам існування вимірного пункту. В цей час зростання переміщень пояснюється тим, що вибій виробки віддаляючись, поступово перестає впливати на напружено-деформований стан породного масиву навколо виробки, переміщення зростають від нуля до 0,22 м у покрівлі і до 0,3 м у підшві. Друга частина деформацій пов'язана з реологічними явищами, коли кінцеві переміщення у покрівлі зростають до 0,30 м, а у підшві до 0,43 м.

З них витікає, що втрата висоти до величини, приблизно до 1-1,2 метри, а перерізу до величини  $4,5 \text{ м}^2$  є нижче за нормативних значень (1,8 м та  $6,5 \text{ м}^2$  відповідно). Це не дозволяє використовувати виробку при наявному паспорту кріплення і системам охорони з боку лави.

Виходячи з аналізу стану тієї частини північного конвеєрного штреку, що розташована до перетинання виробкою ходка № 1, було рекомендовано виконати організаційні і технологічні заходи, які дозволять використовувати виробку повторно.

У *четвертому розділі* були використані раніше виконані дослідження для верифікації та калібрування геомеханічних моделей. У якості основного метода аналітичних досліджень був використаний метод скінченних елементів, реалізований у програмному продукті «Phase 2» канадської фірми Rockscience. У якості критерію руйнування прийнятий критерій Хоека-Брауна, який містить всі необхідні характеристики породного масиву: міцність, тріщинуватість, структурні особливості.

Аналіз виконаних розрахунків показав, що розбіжність отриманих результатів при вирішенні пружної та пружно-пластичної задач з використанням Програмного комплексу «Phase 2» порівняно з точними розрахунками (задача Ламе, задача Шашенка) не перевищує 3-4 відсотки, що є прийнятним при вирішенні задач такого рівня. Досліджувались задачі плоскої деформації для конкретних гірничо-геологічних умов.

Калібрування геомеханічних моделей було виконано на підставі тих результатів, що були отримані в результаті натурних досліджень у 4-му північному конвеєрному штреку пласта  $m_4^2$ .

На підставі виконаних досліджень було доказано, що початкова стійкість конвеєрної виробки оцінюється величиною залишкового перерізу, який знаходяться у поліноміальній залежності від кількості і конструкції анкерів, розташованих в покрівлі і боках виробки, при яких забезпечується показник ремонтваності, що дорівнює 0,5, а за умови поетапної установки підсилюючих елементів з боку лави стає можливим повторне використання конвеєрних штреків.

У *п'ятому розділі* на основі виконаних досліджень видані рекомендації щодо конструкції кріплення і охоронних засобів, які забезпечують повторне використання конвеєрних виробок в умовах шахти «Краснолиманська».

Таким чином, дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій на основі вперше встановлених закономірностей деформування у часі складної геотехнічної системи «конвеєрна виробка – лава» вирішене актуально-науково-технічне завдання, яке полягало в обґрунтуванні для заданих гірничо-геологічних умов параметрів технології, що дозволяють використовувати повторно підготовчі виробки у глибоких вугільних шахтах.

*Основні наукові і практичні результати роботи.*

*Наукові положення, що виносяться на захист.*

1. В процесі спорудження і експлуатації конвеєрні підготовчі виробки, що планується до повторного використання, послідовно проходять чотири стадії – початкову поза зоною впливу лави, у зоні впливу лави, у вікні лави і поза вікном

лави, експлуатаційні витрати в межах яких залежить від капітальних витрат на кріплення на початковій стадії, яке повинно бути таким, що забезпечує виконання ремонтних робіт не більше, як на половині довжині виробки, що дозволяє мінімізувати загальні витрати на спорудження і подальшу експлуатацію транспортного штреку.

2. Початкова стійкість конвеєрної виробки оцінюється величиною залишкового перерізу, який знаходяться у поліноміальній залежності від кількості і конструкції анкерів, розташованих в покрівлі і боках виробки, при яких забезпечується показник ремонтваності, що дорівнює 0,5, а за умови поетапної установки підсилюючих елементів з боку лави стає можливим повторне використання конвеєрних штреків.

*Наукова новизна отриманих результатів:*

- вперше для гірничо-геологічних умов ВК «Шахта «Краснолиманська» встановлено закономірності деформування у часі складноструктурного вуглепородного масиву навколо конвеєрних виробок поза зоною і в зоні впливу лави, що дозволило обґрунтувати параметри кріплення і охоронних конструкцій для повторного використання виробок такого призначення;

- запропоновано новий показник доцільності використання конвеєрних виробок, в основу якого покладені уявлення про стійкість виробки, як протяжного об'єкту з ймовірнісною структурою;

- розроблено, верифіковано і досліджено геомеханічну модель геотехнічної системи «виробка-лава», що дозволило обґрунтувати параметри кріплення і порядок їх імплементації;

- доказано, що стійкість конвеєрних виробок в гірничо-геологічних умовах, що розглядаються, нелінійно залежать від кількості, конструкції і місць установки анкерів, що у сукупності з заходами по забезпеченню поперечного перерізу дозволяє використовувати виробки повторно.

*Практичне значення роботи полягає в:*

- обґрунтуванні таких параметрів кріплення, охоронних конструкцій і технологічних прийомів, при яких є доцільним їх повторне використання;

- складені методики чисельного моделювання стійкості виробок, що використовуються повторно в заданих гірничо-геологічних умовах;
- розробці рекомендацій з форми поперечного перерізу конвеєрних виробок та використання комбінованого рамно-анкерного кріплення;
- розробці рекомендацій щодо параметрів комбінованого кріплення та заходів підтримки конвеєрних виробок в гірничо-геологічних умовах шахти «Краснолиманська».

Розрахунковий економічний ефект від використання рекомендацій склав 3653 грн./м виробки у цінах 2019 року.

*Реалізація результатів роботи.* Розроблено «Рекомендації з вибору параметрів кріплення і виконання заходів з облаштування підсилення у конвеєрних виробках, що використовуються повторно (для гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов ВК «Шахта Краснолиманська»), що впроваджено на шахті «Краснолиманська».

*Ключові слова:* конвеєрна виробка, комбіноване кріплення, здимання порід підосви, показник ремонтваності, анкерне кріплення, повторне використання виробок.



## ANNOTATION

*Dubovik A.I.* Justification of the technology for ensuring the stability of conveyor workings for reuse in deep coal mines. - Qualified scientific work on the basis of manuscript.

The dissertation for the degree of Doctor of Philosophy for educational program 184 – "Mining". – National Technical University "Dnipro Polytechnic", Dnipro, 2020.

*The purpose of the work* is to justify the fastening parameters and protection elements of conveyor openings, at which their reuse becomes possible.

*The object of study* is geomechanical processes developing around the conveyor workings reused.

*The subject of the study* is the parameters of combined fastening and security structures in conveyor workings reused.

*The first chapter* contains a review of information sources on the state of the coal industry in the world and Ukraine. The relevance of research carried out in the thesis is determined. The current situation in the world regarding the extraction and use of coal as fuel for power plants is called collectively - "decarbonization". Its goal is a total transition to renewable energy sources by 2050, providing for the closure of coal mines and the transfer of some of them to another economic plane. During this period, efficient coal mining is possible only if the cost is reduced, which temporarily makes it competitive. One of the ways to reduce the cost of coal mined underground is to reuse the conveyor preparatory workings, which dominate the technological structure of the mine.

The reuse of transport preparatory workings helps to minimize operating costs for coal mining and, accordingly, reduce its production costs. At the same time, an optimization problem arises: reducing the costs associated with the fact that it is not necessary to build additional production requires an increase in the costs of supporting the production in working condition used again. It is necessary to find such an engineering solution in which the stability of the development used repeatedly is sufficient, and the cost of measures to ensure it is minimal.

Thus, the rationale for the reuse of conveyor mining of coal mines is an urgent scientific and technical task, which is of significant economic importance.

*The second chapter* provides data on mining and geological conditions of the Krasnolimanskaya mine management company, which is selected as the main industrial research object, which is one of the most promising coal mines owned by the state. Improving the efficiency of its work will enable real coal production at the level of 2.5 million tons per year.

An analysis of the articles in the structure of the production cost of the mine showed that its growth in 2016-19 was due to an increase in depreciation deductions, wages and material costs, which increased during the indicated period mainly due to an increase in electricity costs. One of such measures to reduce it is the reuse of haulage workings. This allows for 10-15% to reduce the cost of preparing coal seams for excavation and speed up the process of coal mining. At the same time, the cost of restoring the haulage workings should not exceed the cost of building a new drift, carried out, as a rule, in conjunction with the existing one.

One of the tasks is to justify the criterion of expediency of the second use of workings. The geological feature of the mine field is the presence of variable thickness sandstone and limestone layers in the roof and sole of the developed formations, which determine the geotechnical situation in the preparatory workings.

Studies to substantiate the relevant criterion were carried out from 2012 to 2016 in ten workings that were functioning at that time. In order to determine the nature of the operation of conveyor drifts, corresponding field surveys of such workings were performed.

It is proved that the relative change in the amount of repair work by the length of the development is random and can be considered as a random function. An analysis of the structure of such a function showed that the distribution of the volume of repair work, as random variables, follows rather closely the normal law, and the function itself is ergodic. This allows us to attribute it to stationary random functions.

The established probabilistic and statistical laws make it possible to consider geomechanical processes developing around preparatory workings as stochastic, on the

basis of which the task of substantiating the criterion of the expediency of their reuse can be formulated. As a random variable to be studied, the ratio of operating costs to capital was adopted. This value is called the cost coefficient. It is random at each picket and should not exceed a certain economically feasible level.

Statistical processing of field measurements of the stability index in mine workings showed that the law of its distribution is close to normal. In this case, to evaluate the stability index, a formula is obtained for predicting this value in specific mining and geological conditions. An expression is also obtained for the value of the marginal value of the cost coefficient. By analyzing it for a minimum of functions, a value is obtained that, for given capital and operational costs, is optimal. It is equal to 0.5, that is, in the mining and geological conditions of the Krasnolimanskaya mine, it is advisable to reuse conveyor openings if, for given parameters of fastening and its initial cost, the total volume of sections to be repaired does not exceed half their total length.

Thus, it is proved that in the process of construction and operation the conveyor preparatory workings planned for reuse pass four stages in succession - the initial one outside the lava influence zone, in the lava influence zone, in the lava window and outside the lava window, operating costs within which they depend on the capital costs of fastening at the initial stage, which should be such as to ensure that repair work is performed no more than half the length of the output, which minimizes the total cost of armament of the vehicle and subsequent operation of the drift layer  $m_4^2$ .

*The third chapter* provides data on field studies. The state of extended workings depends on the amount of movement of their contour. In order to study the nature of deformations of the rock mass around the mining, field studies were performed. They consisted of a visual picket inspection and arrangement of measurable stations. The fourth northern conveyor drift of the reservoir was used as a typical mine.

Obtained displacement graphs characterizing the deformation of the mine in the area located after conveyor walk No. 1. They are divided into two parts. The first part corresponds to 10 days of the existence of the measuring point. The increase in displacements on it is explained by the fact that the bottom of the mine, moving away, gradually ceases to affect the stress-strain state of the rock mass around the mine,

displacements grow from zero to 0.22 m in the roof and up to 0.3 m in the sole. The second part of the deformations is associated with rheological phenomena, when the final displacements in the roof grow to 0.30 m, and in the sole to 0.43 m.

It follows from them that the loss of height to a value of up to about 1-1.2 meters, and a section to a value of 4.5 m<sup>2</sup> is lower than standard values (1.8 m and 6.5 m, respectively). This does not allow the use of development with the existing passport mounting and security systems from the side of the lava.

Based on the analysis of the state of that part of the northern conveyor drift, which is located before the intersection with the development of walker No. 1, it was recommended to carry out organizational and technological measures that will make it possible to reuse the development.

*In the fourth chapter*, previously performed studies were used to verify, calibrate, and study geomechanical models. The finite element method used in the Phase 2 software of the Canadian company Rockscience was used as the main analytical research method. The Hoek-Brown criterion is adopted as a criterion for destruction.

An analysis of the calculations showed that the discrepancy between the results obtained when solving elastic and elastoplastic problems using the Phase 2 software package as compared with exact calculations (Lame problem, Shashenko problem) does not exceed 3-4%, which is acceptable for solving problems of this level.

Calibrations of geomechanical models were performed on the basis of the results that were obtained as a result of field studies at the 4th north-conveyor drift of the formation.

Based on the studies, it was proved that the initial stability of the conveyor workings is estimated by the residual cross-section, are in polynomial dependence on the number and design of anchors located in the roof and sides of the workings, at which the repair rate is 0.5, and with the phased installation of reinforcing elements from the side of the row, it becomes possible to reuse conveyor drifts.

*In the fifth chapter*, on the basis of the studies performed, recommendations are formulated on the design of fastenings and security equipment that ensure reuse of conveyor openings in the conditions of the Krasnolimanskaya mine.

Thus, the dissertation is a completed research work, in which, based on the first established laws of time deformation of the complex geotechnical system "conveyor production - lava", the actual scientific and technical problem was solved, which consisted in the justification for the given mining geological conditions of technology parameters, allowing reuse of preparatory workings in deep coal mines.

*The main scientific and practical results of the work.*

*Scientific provisions to be defended:*

1. In the process of construction and operation, the conveyor preparatory workings planned for reuse pass through four stages in succession - the initial one outside the zone of influence of the lava, in the zone of influence of the lava, in the window of the lava and outside the window of the lava, the operating costs within which from the capital costs of fastening at the initial stage, which should be such as to ensure that repair work is performed no more than half the length of the output, which minimizes the total cost of construction and subsequent e spluatatsiyu vehicle roadway.

2. The initial stability of the conveyor output is estimated by the value of the residual cross section, and are in polynomial dependence on the number and design of anchors located in the roof and sides of the excavation, at which a repair rate of 0.5 is ensured, and with a step-by-step installation reinforcing elements from the side of the lava, it becomes possible to reuse conveyor drifts.

*Scientific novelty of the results:*

- for the first time for mining and geological conditions of the Krasnolimansky Mine Management Company, patterns of time-dependent deformation of a complex structural coal-bearing massif around conveyor workings outside the zone and in the lava influence zone were established, which made it possible to justify the fastening and security structures for the reuse of workings such an appointment;

- a new indicator of the appropriateness of using conveyor workings was proposed, which is based on the idea of the stability of the work, as an extended object with a probabilistic structure;

- a geomechanical model of the geotechnical system “development-lava” was developed, verified and investigated, which made it possible to justify the fastening parameters and the procedure for their implementation;

- it is proved that the stability of the considered conveyor openings in mining and geological conditions non-linearly depends on the number, design and installation sites of anchors, which, in combination with measures to ensure the cross section allows the use of the workings again.

*The practical significance of the work is:*

- justification of such parameters of fastening, security structures and technological methods, in which it is advisable to reuse them;

- compilation of a methodology for numerical modeling the stability of developments used repeatedly under specified mining and geological conditions;

- development of recommendations on the cross-sectional shape of conveyor openings and the use of a combined frame-anchor support;

- development of recommendations on the parameters of combined fastening and measures to support conveyor openings in the mining and geological conditions of the Krasnolimanskaya mine.

The estimated economic effect from the use of recommendations amounted to 3653 UAH/m of production in 2019 prices.

*Implementation of the results of work.* “Recommendations on the selection of fastening parameters and the implementation of measures to equip reinforcement in conveyor openings used repeatedly (for mining and geological and mining conditions of the Krasnolimanskaya Mine Management Company) have been developed, which have been implemented at the Krasnolimanskaya mine.

*Key words:* conveyor workings, combined fastening, heaving of soil rocks, repair rate, anchor support, reuse of workings.

## АННОТАЦИЯ

*Дубовик А.И.* Обоснование технологии обеспечения устойчивости конвейерных выработок для повторного использования в условиях глубоких угольных шахт. - Квалификационная научный труд на правах рукописи.

Диссертация на соискание ученой степени доктора философии по образовательной программе 184 – «Горное дело». – Национальный технический университет «Днепровская политехника», Днепр, 2020.

*Цель работы* заключается в обосновании параметров крепления и элементов охраны конвейерных выработок, при которых становится возможным их повторное использование.

*Объект исследования* - геомеханические процессы, развивающиеся вокруг конвейерных выработок, используемых повторно.

*Предмет исследования* - параметры комбинированного крепления и охранных конструкций в конвейерных выработках, используемых повторно.

*В первой главе* выполнен обзор информационных источников о состоянии угольной отрасли в мире и Украине. Определена актуальность исследований, выполняемых в диссертации. Ситуация, которая сложилась в мире в настоящее время в отношении добычи и использования угля в качестве топлива для электростанций, носит обобщающее название – «декарбонизация». Ее цель – это тотальный переход к 2050 году на возобновляемые источники энергии, предусматривающий закрытие угольных шахт и перевода части их в другую экономическую плоскость. В этот период эффективная добыча угля возможна только при условии уменьшения себестоимости, которая временно сделает его конкурентоспособным. Один из путей снижения себестоимости угля, добываемого подземным способом, является повторное использование конвейерных подготовительных выработок, которые доминируют в технологической структуре шахты.

Повторное использование транспортных подготовительных выработок способствует минимизации эксплуатационных затрат на добычу угля и, соответственно, уменьшению его производственной себестоимости. При этом

возникает оптимизационная задача: уменьшение расходов, связанных с тем, что не надо сооружать дополнительную выработку, требует увеличения расходов на поддержку в эксплуатационном состоянии выработки, используемых повторно. Необходимо найти такое инженерное решение, при котором устойчивость выработки, используемой повторно, была бы достаточной, а стоимость мероприятий по ее обеспечению - минимальной.

Таким образом, обоснование возможности повторного использования конвейерной выработки угольных шахт является актуальной научно-технической задачей, которая имеет значительное народнохозяйственное значение.

*Во втором разделе* приведены данные по горно-геологическим условиям УК «Шахта «Краснолиманская», которая выбрана в качестве основного промышленного объекта исследований, которая является одной из наиболее перспективных угольных шахт, находящаяся в государственной собственности. Повышения эффективности ее работы даст возможность реальной добычи угля на уровне 2,5 млн. тонн в год.

Анализ статей в структуре производственной себестоимости шахты показал, что ее рост в 2016-19 годах обусловлен ростом амортизационных отчислений, размера заработной платы и материальных затрат, которые выросли в указанный период в основном за счет увеличения расходов на электроэнергию. Одним из таких мероприятий по ее снижению является повторное использование откаточных выработок. Это позволяет на 10-15 % снизить затраты на подготовку угольных пластов к выемке и ускорить процесс добычи угля. При этом затраты на восстановление откаточных выработок не должны превышать стоимости строительства нового штрека, проведенного, как правило, вприсечку к уже существующему.

Одной из задач является обоснование критерия целесообразности повторного использования выработок. Геологической особенностью шахтного поля является наличие в кровле и подошве разрабатываемых пластов слоев песчаника и известняка переменной мощности, которые определяют геотехническую ситуацию в подготовительных выработках.



Исследования по обоснованию соответствующего критерия выполнялись с 2012 по 2016 годы в десяти выработках, которые функционировали в то время. С целью определения характера эксплуатации конвейерных штреков были выполнены соответствующие натурные обследования таких выработок.

Доказано, что относительное попикетное изменение объемов ремонтных работ по длине выработки носит случайный характер и может рассматриваться как случайная функция. Анализ структуры такой функции показал, что распределение объемов ремонтных работ, как случайных величин, достаточно близко подчиняется нормальному закону, а сама функция является эргодической. Это позволяет отнести ее к стационарным случайным функциям.

Установленные вероятностно-статистические закономерности позволяют рассматривать геомеханические процессы, развивающиеся вокруг подготовительных выработок, как стохастические, на основе чего может быть сформулирована задача обоснования критерия целесообразности их повторного использования. В качестве случайной величины, подлежащей изучению, было принято отношение эксплуатационных расходов к капитальным. Эта величина получила название коэффициент затратности. Она является случайной на каждом пикете и не должна превышать определенный экономически целесообразный уровень.

Статистическая обработка данных натурных измерений показателя устойчивости в выработках шахты показала, что закон его распределения близок к нормальному. В таком случае для оценки показателя устойчивости получена формула для прогнозирования этой величины в конкретных горно-геологических условиях. Также получено выражение для величины предельного значения коэффициента затратности. Анализируя его на минимум функции, получено значение, которое при заданных капитальных и эксплуатационных затратах является оптимальным. Оно равно 0,5, то есть в горно-геологических условиях шахты «Краснолиманская» конвейерные выработки целесообразно использовать повторно, если при заданных параметрах крепления и его начальной стоимости

суммарный объем участков, подлежащих ремонту, не превышает половины общей их длины.

Таким образом, доказано, что в процессе сооружения и эксплуатации конвейерные подготовительные выработки, планируемые к повторному использованию, последовательно проходят четыре стадии – начальную вне зоны влияния лавы, в зоне влияния лавы, в окне лавы и за окном лавы, эксплуатационные расходы в пределах которых зависят от капитальных затрат на крепление на начальной стадии, которое должно быть таким, чтобы обеспечивать выполнение ремонтных работ не более чем на половине длине выработки, что позволяет минимизировать общие затраты на сооружение и последующую эксплуатацию транспортного штрека пласта  $m_4^2$ .

*В третьем разделе* приведены данные по натурным исследованиям. Состояние протяженных выработок зависит от величины перемещения их контура. С целью изучения характера деформаций породного массива вокруг выработок были выполнены натурные исследования. Они заключались в визуальном попикетном их обследовании и обустройстве измеримых станций. В качестве типовой выработки был использован 4-й северный конвейерный штрек пласта.

Получены графики смещений, характеризующие деформации выработки на участке, расположенной после конвейерного хода № 1. Они разделены на две части. Первая часть соответствует 10-ти суткам существования замерного пункта. Рост перемещений на нем объясняется тем, что забой выработки удаляясь, постепенно перестает влиять на напряженно-деформированное состояние породного массива вокруг выработки, перемещения растут от нуля до 0,22 м в кровле и до 0,3 м в подошве. Вторая часть деформаций связана с реологическими явлениями, когда конечные перемещения в кровле растут до 0,30 м, а в подошве до 0,43 м.

Из них следует, что потеря высоты до величины, примерно до 1-1,2 метра, а сечения до величины 4,5 м<sup>2</sup> является ниже нормативных значений (1,8 м и 6,5 м соответственно). Это не позволяет использовать выработку при имеющемся паспорте крепления и системам охраны со стороны лавы.

Исходя из анализа состояния той части северного конвейерного штрека, которая расположена до пересечения выработкой ходка № 1, было рекомендовано выполнить организационные и технологические мероприятия, которые позволят использовать выработку повторно.

*В четвертом разделе* были использованы выполненные ранее исследования для верификации, калибровки и исследования геомеханических моделей. В качестве основного метода аналитических исследований был использован метод конечных элементов, реализованный в программном продукте «Phase 2» канадской фирмы Rockscience. В качестве критерия разрушения принят критерий Хоека-Брауна.

Анализ выполненных расчетов показал, что расхождение полученных результатов при решении упругой и упругопластической задач с использованием программного комплекса «Phase 2» по сравнению с точными расчетами (задача Ламе, задача Шашенко) не превышает 3-4 %, что является приемлемым при решении задач такого уровня.

Калибровки геомеханических моделей были выполнены на основании тех результатов, которые были получены в результате натурных исследований на 4-м северо-конвейерном штреке пласта  $m_4^2$ .

На основании выполненных исследований было доказано, что начальная устойчивость конвейерной выработки оценивается величиной остаточного сечения, находятся в полиномиальной зависимости от количества и конструкции анкеров, расположенных в кровле и боках выработки, при которых обеспечивается показатель ремонтности, равный 0,5, а при поэтапной установки усилительных элементов со стороны ряда становится возможным повторное использование конвейерных штреков.

*В пятом разделе* на основе выполненных исследований сформулированы рекомендации по конструкции крепления и охранных средств, обеспечивающих повторное использование конвейерных выработок в условиях шахты «Краснолиманская».

Таким образом, диссертация является завершенной научно-исследовательской работой, в которой на основе впервые установленных закономерностей деформирования во времени сложной геотехнической системы

«конвейерная выработка – лава» решена актуальная-научно-техническая задача, которая заключалась в обосновании для заданных горно-геологических условий параметров технологии, позволяющих использовать повторно подготовительные выработки в глубоких угольных шахтах.

*Основные научные и практические результаты работы.*

*Научные положения, выносимые на защиту.*

1. В процессе сооружения и эксплуатации конвейерные подготовительные выработки, планируемые к повторному использованию, последовательно проходят четыре стадии – начальную вне зоны влияния лавы, в зоне влияния лавы, в окне лавы и за окном лавы, эксплуатационные расходы в пределах которых зависят от капитальных затрат на крепление на начальной стадии, которое должно быть таким, чтобы обеспечивать выполнение ремонтных работ не более чем на половине длине выработки, что позволяет минимизировать общие затраты на сооружение и последующую эксплуатацию транспортного штрека.

2. Начальная устойчивость конвейерной выработки оценивается величиной остаточного сечения, и находятся в полиномиальной зависимости от количества и конструкции анкеров, расположенных в кровле и боках выработки, при которых обеспечивается показатель ремонтности, равный 0,5, а при поэтапной установке усилительных элементов со стороны лавы становится возможным повторное использование конвейерных штреков.

*Научная новизна полученных результатов:*

- впервые для горно-геологических условий УК «Шахта «Краснолиманская» установлены закономерности деформирования во времени сложноструктурного углепородного массива вокруг конвейерных выработок вне зоны и в зоне влияния лавы, что позволило обосновать параметры крепления и охранных конструкций для повторного использования выработок такого назначения;

- предложен новый показатель целесообразности использования конвейерных выработок, в основу которого положены представления об устойчивости выработки, как протяженного объекта с вероятностной структурой;

- разработана, верифицирована и исследована геомеханическая модель геотехнической системы «выработка-лава», которая позволила обосновать параметры крепления и порядок их имплементации;

- доказано, что устойчивость рассматриваемых конвейерных выработок в горно-геологических условиях нелинейно зависит от количества, конструкции и мест установки анкеров, которые в совокупности с мероприятиями по обеспечению поперечного сечения позволяет использовать выработки повторно.

*Практическое значение работы состоит в:*

- обосновании таких параметров крепления, охранных конструкций и технологических приемов, при которых целесообразно их повторное использование;

- составлении методики численного моделирования устойчивости выработок, используемых повторно в заданных горно-геологических условиях;

- разработка рекомендаций по форме поперечного сечения конвейерных выработок и использование комбинированной рамно-анкерной крепи;

- разработке рекомендаций по параметрам комбинированного крепления и мер поддержки конвейерных выработок в горно-геологических условиях шахты «Краснолиманская».

Расчетный экономический эффект от использования рекомендаций составил 3653 грн./м выработки в ценах 2019 года.

*Реализация результатов работы.* Разработаны «Рекомендации по выбору параметров крепления и выполнения мероприятий по обустройству усиления в конвейерных выработках, используемых повторно (для горно-геологических и горнотехнических условий УК «Шахта Краснолиманская»), которые внедрены на шахте «Краснолиманская».

*Ключевые слова:* конвейерная выработка, комбинированное крепление, пучение пород почвы, показатель ремонтности, анкерная крепь, повторное использование выработок.

## СПИСОК ПУБЛІКАЦІЙ ЗДОБУВАЧА ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Основні наукові результати дисертації опубліковані в наступних працях.

### *Монографії*

1. Дубовик А.И. Повторное использование подготовительных выработок угольных шахт: [монография] / А.О. Логунова, М.В. Барабаш, А.И. Дубовик. – Днепропетровск: Литограф, 2015. – С. 19-24.

2. Дубовик А.И. Инженерная геомеханика при отработке угольных пластов: [монография] / Дубовик А.И., Филатьев М.В., Филатьева Э.Н. – Лисичанск: ДонГТУ, 2017. – 250 с.

### *Фахові видання*

3. Дубовик А.И. Методика численной имитации процесса пучения пород почвы в магистральных выработках / А.Н. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, А.И. Дубовик, Д.О. Сосна // Вісті Донецького гірничого інституту – № 2 (41), 2017. – С. 33-42. DOI: <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2017-2-33-42>

4. Дубовик О.І. Оцінка економічної доцільності повторного використання підготовчих виробок на шахті «Краснолиманська» / О.М. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, Дубовик О.І. // Вісник Криворізького національного університету, вип. 47, 2018. – С. 165-169. (Наукометричная база **Index Copernicus**).

5. Дубовик О.І. Економічна доцільність повторного використання конвеєрних штреків в гірничо-геологічних умовах шахти «Краснолиманська» / О.І. Дубовик // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. Випуск 1/2019(23). – С. 104-111. (Наукометричная база **Index Copernicus**). DOI: 10.30929/2074-1537.2019.1.104-111

6. Дубовик О.І. Чисельне моделювання стійкості підготовчої виробки, що використовується повторно / О.М. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, О.І. Дубовик // Вісник КрНУ імені Михайла Остроградського. Випуск 4/2020 (123). – С. 62-70. (Наукометрична база **Index Copernicus**). DOI: 10.30929/1995-0519.2020.4.62-70

7. Shapoval, V., Solodyankin, A., Hryhoriev, O. & Dubovyk, O. Determining the parameters of a natural arch while forming support load of a horizontal

roadways. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. №2. p. 69-80. (Наукометрична база **Scopus**).

***Збірники доповідей та тез, що засвідчують апробацію***

8. Дубовик А.И. Обоснование критерия целесообразности повторного использования подготовительных выработок угольных шахт / А.Н. Шашенко, А.И. Дубовик // Вісті Донецького гірничого інституту – 2016. - № 1(38). – С. 95-100.

9. Дубовик А.И. Напряженно-деформированное состояние породного массива при плавном опускании основной кровли / Н.В. Хозяйкина, В.А. Чередник, А.И. Дубовик // Ежемесячный научно-технический, производственный и экономический журнал «Уголь Украины». – Издатель: ГП «Институт» УкрНИИпроект». - № 3. – 2017 (723). – С. 35-44.

10. Дубовик А. Зависимость высоты сдвижения пород с разрывом сплошности от размеров очистных выработок / Н. Антощенко, М. Филатьев, А. Дубовик // Школа підземної розробки – 2016, 15.09-18.09 2016 (м. Бердянськ, Україна) – С. 71-72.

11. Дубовик А.И. Анализ условий эксплуатации и состояния подготовительных выработок с целью обоснования повторного их использования на шахте «Краснолиманская» / А.И. Дубовик, С.Н. Гапеев // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників - 2016», 05.10 - 08.10.2016 р. Геомеханіка і геотехніка. – Д.: Національний гірничий університет, 2016. – Т. 1. – С. 88 – 94.

12. Дубовик А.И. Геомеханическая модель процесса плавного опускания кровли при отработке полого угольного пласта / А.И. Дубовик, В.А. Чередник // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників - 2017», 04.10 - 07.10.2017 р. Геомеханіка і геотехніка. – Д.: Національний гірничий університет, 2017. – С. 166 – 169.

13. Дубовик А.И. К вопросу о выборе критерия целесообразности повторного использования подготовительных выработок угольных шахт / А.О. Логунова, А.И. Дубовик, А.Ю. Король // Матеріали міжнар. конф. «Форум

гірників - 2018», 10.10 - 13.10.2018 р. Геомеханіка і геотехніка. – Дніпро: Середняк Т.К.: НТУ «Дніпровська політехніка», 2018. – С. 125 – 127.

14. Дубовик О.І. Стан і перспективи розвитку вугільної промисловості України / Перспективи розвитку будівельних технологій: 14-а міжнародна науково-практична конференція молодих учених, аспірантів та студентів, 24.04 – 25.04. 2020 р., Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка». – 2020. – С. 33-37.



## ЗМІСТ

<b>ВСТУП</b> .....	28
<b>РОЗДІЛ 1. СТАН І ПЕРСПЕКТИВИ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ ПІДЗЕМНИМ СПОСОБОМ</b> .....	33
1.1. Стан та перспективи розвитку світової вугільної промисловості і теплової енергетики .....	33
1.2. Вугільна промисловість України в контексті сталого розвитку території.....	36
1.3. Правові умови реконверсії вугільних шахт України.....	41
1.4. Мета, ідея, методи та основні задачі досліджень.....	44
Висновки до розділу 1.....	46
<b>СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ</b> .....	47
<b>РОЗДІЛ 2. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ І ГІРНИЧОТЕХНІЧНІ УМОВИ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ НА ВК «ШАХТА «КРАСНОЛИМАНСЬКА» ТА ОБҐРУНТУВАННЯ КРИТЕРІЮ ДОЦІЛЬНОСТІ ПОВТОРНОГО ВИКОРИСТАННЯ КОНВЕЄРНИХ ВИРОБОК</b> .....	50
2.1. Гірничотехнічні та гірничо-геологічні умови видобутку вугілля на ВК «ШАХТА «Краснолиманська» .....	50
2.1.1. Гірничотехнічні умови відпрацювання вугільних пластів .....	50
2.1.2. Коротка характеристика геології родовища в межах гірничого відводу ВК «Шахта «Краснолиманська» .....	53
2.2. Аналіз собівартості вугілля, що видобувається на ВК «Шахта «Краснолиманська».....	61
2.3. Обґрунтування критерію доцільності повторного використання підготовчих виробок вугільних шахт.....	64
2.4. Кількісна оцінка критерію повторного використання підготовчих виробок.....	70

2.5. Оптимальне проектування підготовчих виробок вугільних шахт, які використовуються повторно.....	76
Висновки до розділу 2.....	79
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	81
<b>РОЗДІЛ 3. НАТУРНІ ВИМІРЮВАННЯ У ПІДГОТОВЧИХ КОНВЕЄРНИХ ВИРОБКАХ ДП «ШАХТА «КРАСНОЛИМАНСЬКА».....</b>	<b>84</b>
3.1. Оцінка стану підготовчих виробок шахти і методика шахтних вимірювань деформацій при контурного породного масиву.....	84
3.2. Вибір об'єктів дослідження і аналіз результатів натурних обстежень.....	90
3.3. Результати натурних вимірів деформацій контуру в 4-му північному конвеєрному штреку пласта $m_4^2$ (поза зоною впливу лави).....	97
Висновки до розділу 3.....	99
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	100
<b>РОЗДІЛ 4. ОБҐРУНТУВАННЯ МЕТОДУ ТА МЕТОДИКИ ЧИСЕЛЬНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ГЕОМЕХАНІЧНИХ СИСТЕМ «ВИРОБКА-КРІПЛЕННЯ-ОХОРОННА КОНСТРУКЦІЯ».....</b>	<b>101</b>
4.1. Методи моделювання геомеханічних процесів.....	101
4.2 Методика виконання чисельного моделювання геомеханічних систем «виробка - кріплення - охоронна конструкція».....	108
4.2.1 Обґрунтування критерію міцності, прийнятого при виконанні чисельного моделювання.....	108
4.2.2. Оцінка чисельних рішень на верифікаційних задачах.....	112
4.3. Калібрування чисельних моделей.....	116
4.4. Чисельне моделювання пружно-деформованого стану породного масиву навколо виробки, яка використовується повторно.....	129
Висновки до розділу 4.....	140
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	141

**РОЗДІЛ 5. ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ  
ЩОДО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ПОВТОРНОГО ВИКОРИСТАННЯ  
ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК, ЩО ПРОЙДЕНІ ПО ПЛАСТУ  $M_4^2$  В  
ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ ВК ШАХТА**

«КРАСНОЛИМАНСЬКА».....	154
5.1. Економічне обґрунтування доцільності повторного використання конвеєрних виробок.....	154
5.2. Конструкція кріплення і системи охорони підготовчої гірничої виробки, призначеної для повторного використання при відпрацюванні запасів по пласту $m_4^2$ .....	158
5.3. Рекомендації по технології зведення анкерного кріплення і ведення робіт.....	163
5.4. Контроль стану гірничої виробки з анкерним кріпленням.....	167
Висновки до розділу 5.....	168
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	168
<b>ВИСНОВКИ</b> .....	170
<b>ДОДАТОКИ</b> .....	173
ДОДАТОК 1. Рекомендації з вибору параметрів кріплення і виконання заходів з облаштування підсилення у конвеєрних виробках, що використовуються повторно (для гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов ВК «Шахта Краснолиманська»).....	174
ДОДАТОК 2. Список публікацій здобувача за темою дисертації.....	175

## ВСТУП

**Актуальність теми.** Ситуація, що склалась у світі на цей час відносно видобутку і використання вугілля у якості палива для електростанцій носить узагальнюючу назву – «декарбонізація». Її мета – це тотальний перехід на відновлювальні джерела енергії, що передбачає закриття вугільних шахт та переведення частини їх у іншу економічну площину шляхом реалізації технологій, які об'єднані загальною назвою «синхро-майнинг». Такий перехід потребує часу, який за розрахунками експертів сягатиме 2050-го року. У цей період видобуток вугілля можливий тільки при умові зменшення собівартості, що зробить його конкурентоспроможним відносно газу. Один із шляхів зниження собівартості вугілля, що видобувається підземним способом, є повторне використання підготовчих (конвеєрних) виробок, які домінують у технологічній структурі шахти. Вирішенню актуальних задач, які пов'язані з указаною проблемою, присвячено багато досліджень, що викликано різноманіттям гірничо-геологічних умов розробки вугільних пластів.

Повторне використання транспортних підготовчих виробок вугільних шахт сприяє мінімізації експлуатаційних витрат на видобуток вугілля і, відповідно, зменшенню його виробничої собівартості. При цьому виникає у чистому вигляді оптимізаційна задача: зменшення витрат, пов'язаних за тим, що не треба споруджувати додаткову виробку, вимагає збільшення витрат на підтримку у експлуатаційному стані виробки, що використовується повторно. Необхідно знайти таке інженерне рішення, при якому стійкість виробки, що використовується повторно, була б достатньою, а вартість заходів по її забезпеченню - мінімальною.

Таким чином, обґрунтування можливості повторного використання конвеєрної виробки вугільних шахт є актуальною науково-технічною задачею, яка має велике народногосподарське значення.

**Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами.** Тематика дисертаційної роботи відповідає пріоритетним напрямом розвитку народного

господарства України та її енергетичній незалежності. Дисертація виконувалась відповідно до тематичного плану науково-дослідницьких робіт Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» в рамках науково-дослідної роботи за темою 050403 «Надання науково-технічної допомоги по обґрунтуванню параметрів рамного-анкерного кріплення і охоронної конструкції при повторному використанні конвеєрного штреку в гірничо-геологічних умовах ДП «ВК «КРАСНОЛИМАНСЬКА», в якій автор був співвиконавцем.

**Мета роботи** полягає в обґрунтуванні параметрів кріплення і елементів охорони конвеєрних виробок, при яких стає можливим їх повторне використання.

**Ідея роботи** полягає у зменшенні собівартості вугілля, що видобувається шляхом скорочення кількості підготовчих (конвеєрних) виробок, які повторно використовуються.

Для досягнення поставленої мети в дисертації сформульовані і виконані наступні **задачі досліджень**.

1. Аналіз науково-технічної інформації, що торкається проблеми повторного використання підготовчих виробок вугільних шахт.

2. Аналіз гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов розробки вугільних пластів на об'єкті досліджень, у якості якого вибрано ДП «Шахта «Краснолиманська».

3. Обґрунтування критерію доцільності повторного використання конвеєрних виробок.

4. Обґрунтування методів і методики виконання натурних і аналітичних досліджень.

5. Виконання натурних досліджень стану підготовчих виробок в гірничо-геологічних умовах ВК «Шахта «Краснолиманська».

6. Проведення аналітичних досліджень, що пов'язані з обґрунтуванням параметрів кріплення конвеєрних штреків, які плануються використовувати повторно.

7. Визначення економічної оцінки доцільності повторного використання конвеєрних штреків в гірничо-геологічних ДП «Шахта «Краснолиманська» і надати рекомендації щодо використання отриманих результатів досліджень.

**Об'єкт дослідження** – геомеханічні процеси, що розвиваються навколо конвеєрних виробок, які використовуються повторно.

**Предмет дослідження** – параметри комбінованого кріплення і охоронних конструкцій у конвеєрних виробках, що використовуються повторно.

**Методи досліджень.** Методичну основу досліджень складає комплексний підхід, який включає аналіз і узагальнення науково-технічної інформації, натурні дослідження, аналітичні розрахунки на основі методу чисельного моделювання, заснованого на методах механіки твердого деформованого тіла, теорії математичної статистики і методів теорії ймовірностей.

**Наукові положення, що захищаються у дисертації:**

1. В процесі спорудження і експлуатації конвеєрні підготовчі виробки, що планується до повторного використання, послідовно проходять чотири стадії – початкову поза зоною впливу лави, у зоні впливу лави, у вікні лави і поза вікном лави, експлуатаційні витрати в межах яких залежить від капітальних витрат на кріплення на початковій стадії, яке повинно бути таким, що забезпечує виконання ремонтних робіт не більше, як на половині довжині виробки, що дозволяє мінімізувати загальні витрати на спорудження і подальшу експлуатацію транспортного штреку.

2. Початкова стійкість конвеєрної виробки оцінюється величиною залишкового перерізу, який знаходяться у поліноміальній залежності від кількості і конструкції анкерів, розташованих в покрівлі і боках виробки, при яких забезпечується показник ремонтваності, що дорівнює 0,5, а за умови поетапної установки підсилюючих елементів з боку лави стає можливим повторне використання конвеєрних штреків.

**Наукова новизна отриманих результатів:**

- вперше для гірничо-геологічних умов ВК «Шахта «Краснолиманська» встановлено закономірності деформування у часі складноструктурного

вуглепородного масиву навколо конвеєрних виробок поза зоною і в зоні впливу лави, що дозволило обґрунтувати параметри кріплення і охоронних конструкцій для повторного використання виробок такого призначення;

- запропоновано новий показник доцільності використання конвеєрних виробок, в основу якого покладені уявлення про стійкість виробки, як протяжного об'єкту з ймовірнісною структурою;

- розроблено, верифіковано і досліджено геомеханічну модель геотехнічної системи «виробка-лава», що дозволило обґрунтувати параметри кріплення і порядок їх імплементації;

доказано, що стійкість конвеєрних виробок в гірничо-геологічних умовах, що розглядаються, нелінійно залежать від кількості, конструкції і місць установки анкерів, що у сукупності з заходами по забезпеченню поперечного перерізу дозволяє використовувати виробки повторно.

**Наукове значення роботи** полягає у розробці і дослідженні чисельних і статистичних моделей, у встановлених залежностей стану виробок, що використовуються повторно, від параметрів і конструкції кріплення та засобів охорони.

**Практичне значення роботи** полягає у наступному:

- обґрунтуванні таких параметрів кріплення, охоронних конструкцій і технологічних прийомів, при яких є доцільним їх повторне використання;

- складені методики чисельного моделювання стійкості виробок, що використовуються повторно в заданих гірничо-геологічних умовах;

- розробці рекомендацій щодо форми поперечного перерізу конвеєрних виробок та використання комбінованого рамно-анкерного кріплення;

- розробці рекомендацій щодо параметрів комбінованого кріплення та заходів підтримки конвеєрних виробок в гірничо-геологічних умовах шахти «Краснолиманська».

**Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків та рекомендацій** підтверджується достатнім обсягом натурних досліджень, використанням апробованих ліцензійних програмних продуктів, рівнем

верифікації чисельних моделей, задовільною збіжністю (до 10 %) результатів аналітичних розрахунків і натурних вимірів.

**Реалізація висновків, рекомендацій.** Основні висновки по дисертації реалізовані у вигляді «Рекомендацій по проектуванню конвеєрних виробок, що використовується повторно у гірничо-геологічних умовах ВК «Шахта «Краснолиманська», що затверджені у проектній організації ТОВ «Донбасшахтопроект».

**Особистий внесок автора.** Автор самостійно виконав огляд і узагальнення літературних джерел, розробив методику натурних досліджень, виконав їх у повному обсязі і проаналізував їх результати, опанував методом чисельного моделювання, розробив, обґрунтував геомеханічні моделі та виконав на їх основі необхідні розрахунки для вирішення поставлених задач.

**Апробація результатів дисертації.** Основні положення дисертаційної роботи повідомлені, обговорені і схвалені на: технічних радах ВК «Шахта «Краснолиманська» (2015, 2016 рр.), на засіданнях кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки НТУ «Дніпровська політехніка», X міжнародній наук.-практ. конференції «Школа підземної розробки – 2016»; міжнародній наук.-техн. конференції «Форум гірників» (Дніпро, НТУ «Дніпровська політехніка», 2016, 2017, 2018), міжнародній наук.-техн. конференції молодих учених, аспірантів та студентів «Перспективи розвитку будівельних технологій» (Дніпро, НТУ «Дніпровська політехніка», 2020).

**Публікації.** За темою дисертації опубліковано 14 наукових роботи, в т.ч. розділи в 2 монографіях, 5 – в спеціалізованих фахових періодичних виданнях (з них 4 – у журналах, які входять до міжнародних наукометричних баз), 5 – в збірках матеріалів конференцій та 2 - в інших виданнях.

**Структура і обсяг роботи.** Дисертація складається з вступу, п'яти розділів, висновків, списку літературних джерел із 147 найменувань, 1 додатку. Містить 125 машинописних сторінок, 51 рисунок і 5 таблиць. Загальний обсяг дисертації становить 177 сторінок.



# РОЗДІЛ 1

## СТАН І ПЕРСПЕКТИВИ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ ПІДЗЕМНИМ СПОСОБОМ

### 1.1. Стан та перспективи розвитку світової вугільної промисловості і теплової енергетики

Протягом останніх років все гострішою стає проблема екологічно відповідального відношення до навколишнього середовища. Для її вирішення світовою спільнотою було запропоновано парадигму сталого розвитку, яка базується на технологіях отримання енергії з відновлюваних джерел [1].

Можливості отримання енергії з екологічно чистих джерел виявили нову проблему, яка торкається необхідності вугілля, як ресурсу. В результаті її обговорення було обґрунтовано доцільність відмови у недалекому майбутньому від вугільної галузі на світовому рівні. І, якщо в 20 столітті проблема закриття вугільної галузі у повному обсязі виникла лише у Великобританії, то в цей час її вирішують майже всі розвинуті країни. Висновки експертів при цьому мають велику розбіжність, що варіює від радикальних до цілком лояльних. Така ситуація визначила стратегію щодо використання вугілля, що по-різному реалізуються в різних країнах.

Так, англійська вугільна революція мала виражене економічне обґрунтування закриття шахт. На їх утримання просто не вистачало бюджетних коштів. Дорожню карту ліквідації вугільної галузі в Великобританії було опубліковано у 1984 році, а остання шахта припинила свою діяльність лише у 2014 році. [2]. Це й приклад свідчить про те, що вугільну промисловість не просто вивести із структури економіки навіть такої потужної в економічному сенсі країни.

На цей час проблема закриття вугільних шахт має відверту еколого-економічну спрямованість. В економічному напрямку вугілля програє у ціні альтернативним джерелам енергії, в екологічному – альтернативні технології в

енергетиці безперечно є більш чистими. Окрім того, вугільної темі додатково надається політична складова, яка також суттєво впливає на ставлення до вугілля.

В США з 2008 по 2016 рік про банкрутство заявили п'ятдесят вугільних компаній, а видобуток вугілля знизився на 40 %. Це була цілеспрямована державна політика, результатом якої були відповідні нормативні акти, головними серед яких була заборона на відкриття нових федеральних шахт і жорстка система регулювання викидів в атмосферу на теплових електростанціях. В результаті, якщо забезпечення електроенергією в США в 2008 році складалося з вугільної теплоенергетики на 50 %, то в 2016 році – вже тільки на 30 % [3, 4].

За даними агенції Блумберг в інвестиційній структурі енергетичного сектору США капітальні інвестиції у вугільну галузь до 2025 року відсутні. Відсутні вони і в інвестиційній структурі країн Європи. Проте, в країнах Азіатсько-Тихоокеанського партнерства та Середньо-Східного регіону навпаки плануються інвестиції в вугілля розміром близько 400 млрд. доларів США [5].

Експерти Інституту Економіки Енергії і Фінансового Аналізу відзначають, що єдиною конкурентною перевагою вугілля у США є перманентний ріст ціни на газ [6]. Однак, рейтингове агентство «Закс» в лютому 2017 року помістило вугільну галузь на 65 місце з 258 за показниками акцій, що говорить про стабільність вугільних компаній на фінансовому ринку. Їх акції вирости у ціні на 153 % у 2017 році в порівнянні з ростом на 24 % в минулому, а доходи по ним збільшилися на 7,5 % в порівнянні з ростом на 4 % у попередньому році [7].

За умови жорсткої економії заробітної плати вугільні компанії утримають свою частку ринку в майбутньому і зможуть бути ще більш ефективними. Тим часом, департамент енергії США в березні 2017 року оголосив, що вже в нинішньому році планується додати 26 ГВт потужності, з яких 9,5 - за рахунок сонячної енергії; 8 - природного газу; 6,8 - енергії вітру [8]. Така ситуація обов'язково призведе до скорочення робочих місць у вугільній галузі, що і трапилося за фактом.

Аналіз Польської Академії Наук свідчить про те, що у 2016 році в енергетичній структурі Польщі вугілля займало 89 %, природний газ – 3 %, вітер

- 6,6 %. З 40 ГВт потужності 31 забезпечувалось вугіллям; 0,9 - газом; 2,2 – приходилося на гідроресурси і лише 4,2 – на альтернативні джерела. У 2050 році Польща планує тільки почати процес закриття теплових електростанції загальною потужністю 18 ГВт. На цей же час в країні триває процес послідовної модернізації існуючих вугільних електростанцій [9].

З викладеного вище аналізу витікає, що США і Польща представляють принципово різні стратегії: США закриває вугільні шахти заради альтернативної енергетики, Польща ж ставить енергетичну безпеку країну вище перспектив сталого розвитку. Це підтверджується тим, що імпорт вугілля в країну становить тільки 25 % від необхідного обсягу, в той час як в ЄС він сягає 53 %. Уряд Польщі вважає, що для національної економіки доцільно залишити внутрішній видобуток вугілля для постачання діючих теплових електростанцій, ніж розширювати ринок для імпортерів [9].

З доповіді президента Європейської Асоціації Кам'яного і Бурого Вугілля – «Єврокоул» Вольфганга Кислика щодо стану видобутку вугілля у 2016 року можна зробити наступні висновки.

1. У 2015 році в Європі було самостійно видобуто близько 500 млн.т. вугілля і імпортовано ще близько 100 млн.т. [10].

2. Найбільшими імпортерами вугілля в 2015 році були США і Колумбія (загальна частка 42 %), РФ (30 %) і країни Африки (10 %).

Частка вугілля в електрогенерації ЄС в 2015 році склала 26,4 % нарівні з атомом (27,5 %), водою і газом (27 %). Частка альтернативних джерел енергії (вітру, сонця, припливів і відливів, біопалива, відходів) складала 17 % [10].

У 2013 році електрична енергія у Німеччині генерувалася на електростанціях двох типів – паливних і поновлюваних. При цьому паливні електростанції стабільно забезпечували близько 90 ГВт потужності (вугілля - 50, газ - 30 і атом - 10), а з 71 ГВт заявленої потужності відновлюваних повітряно-сонячних електростанцій ніколи не забезпечувалося понад 35 ГВт, а в деякі ночі їх потужність падала до 0,1 ГВт [10].

Вищесказане підтверджує, що в світі ставлення до вугілля, як до ресурсу, зумовлене економічними міркуваннями про його дорожнечу в порівнянні з альтернативними джерелами та міркуваннями про великі запаси цього ресурсу, які не можна законсервувати. Але, найбільш об'єктивними є технологічні міркування. Спалювання вугілля - це постійний і технологічно вивіреним процес, а сонце, вітер, вода - це поки що мало контрольовані природні явища, для яких потрібно мати відповідні акумулюючі ємності, щоб згладити нестабільність їх роботи, тому говорити про закриття вугільної галузі на світовому рівні явно передчасно.

## **1.2. Вугільна промисловість України в контексті сталого розвитку територій**

Вугільна промисловість в Україні на цей час залишається однією з базових галузей економіки. Світові тенденції свідчать про поступовий перехід на джерела енергії, що відновлюються, проте стабільне отримання достатніх обсягів енергії з альтернативних джерел технологічно потребує ще 40-50 років. На цей час потрібно забезпечити достатню кількість вугілля, як сировини для теплових електростанцій, та вже зараз запровадити державні програми, котрі дозволять до кінця цього перехідного періоду припинити видобувну діяльність шахт, закрити які надто складно і дорого, а інколи і неможливо з екологічних причин.

В Україні майже 35 % площі становлять території, на яких ведуться масштабні гірничі роботи з видобутку вугілля вже понад 200 років. Це території Центрального і Західного Донбасу, Львівсько-Волинського вугільного басейну тощо.

За 12 місяців 2018 року в Україні сумарно було видобуто 33,28 млн.т. вугілля, при запланованих 32,59 (перевиконання плану на 2,1 %). Однак в загальній структурі державні підприємства, що підконтрольні Міністерству енергетики та вугільної промисловості, видобули лише 4,13 млн.т. вугілля (12,5 % від усього обсягу), при плановому показнику в 4,61 млн.т., не виконуючи таким чином план на 10,3 %. Приватні підприємства, які підконтрольні компанії ДТЕК, в свою чергу добули 29,14 млн.т. вугілля (87,5 % від усього обсягу). Вийшло так,

що компанія ДТЕК збільшила обсяг видобутку, перекривши своїм перевиробництвом відставання від плану державних шахт, і на додаток до цього перевиконала свої плани по видобутку.

В 2018 році вперше з початку дії скандальної формули «Роттердам +» доставлено вугілля з однойменного міста в обсязі 80 тис.т. Привезений антрацит призначався для Криворізької ТЕС, яка також належить ДТЕКу і працює в тому числі на вугіллі цієї марки. За словами міністра енергетики Ігоря Насалика, в Україні було переведено 4 енергоблоки Зміївської та Трипільської ТЕС з антрацитової марки вугілля на газову, а також 7-й, 8-й, 9-й енергоблоки Придніпровської ТЕС. Програма перекладу енергоблоків на вугілля марки «Г» почалася в 2016 році і триває до сьогодні [11, 12, 13].

Відповідно до даних Міністерства енергетики та вугільної промисловості, Україна в січні - лютому 2019 скоротився видобуток енергетичного вугілля на 7,6 % (на 346,8 тис.т.). Як наслідок, вугледобувні підприємства в Україні сумарно видобули 4,2 млн.т. енергетичного вугілля. При цьому частка підприємств підконтрольних МЕУП в загальній структурі видобутку за 2019 рік складає 12,5 % (527 тис.т.), в той час, коли приватні компанії видобули 87,5 % (3,7 млн.т.) енергетичного вугілля. Безпосередньо в лютому 2019 року видобуток вугілля стає 2,1 млн.т. при цьому рівень виконання плану по видобутку енергетичного вугілля склав 96,5 %. Областями-лідерами у вугледобувній галузі, як і раніше, залишається Дніпропетровська область, котра забезпечила видобуток 3,2 млн.т. вугілля, а також Донецька – 898 тис.т. Варто відзначити, що за 2 місяці 2019 року в Україну було імпортовано 3,3 млн.т. вугілля, загальна сума якого склалось 48,2 млн. доларів США. Основними імпортерами стали РФ (64,1 % від загально імпорту вугілля), США (30,2 %), Казахстан (4,5 %) та інші країни (1,2 %). Нагадаємо, що за підсумками 2018 року Україна знизила обсяги видобутку енергетичного вугілля на 2,2 % (613,5 тис.т.) до рівня 27,5 млн.т. [14].

Станом на 22 травня 2019 року запаси вугілля газової та антрацитових марок на теплових електростанціях склали 2 137 тис. т. рис. 1.1.

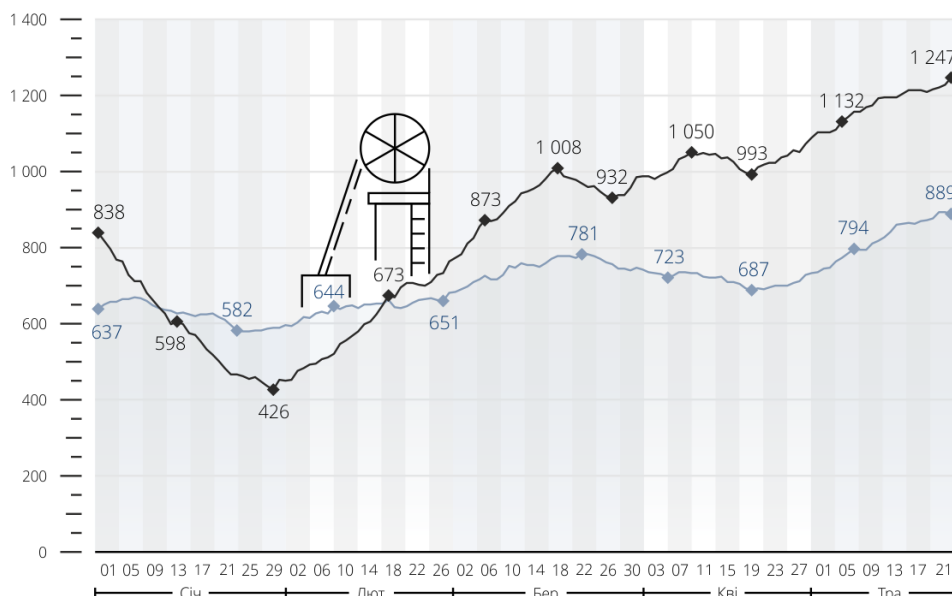


KOSATKA.MEDIA

## ДИНАМІКА ЗАПАСІВ ВУГІЛЛЯ В УКРАЇНІ

Період: 01.01 - 22.05.2019

Величина: тис. тонн



Джерело: Укренерго

◆ Г+ДО    ◆ АШ+П

Рис. 1.1. Динаміка запасів вугілля газової та антрацитових марок на теплових електростанціях за період 01.01.-22.05. 2019 рік [12]

Зокрема, вугілля марки “Г” - 1 247 тис. т. (58,3 % від усього обсягу), у той же час антрациту - 889 тис. т. (41,6 %). Варто зазначити, що з початку 2019 року обсяг запасів видобутого вугілля збільшився на 44,7 % (на 660 тис.т.), а у порівнянні з датою кінця опалювального сезону (6 квітня) – на 23,3 % (на 404 тис.т.). За підсумками 2018 року обсяги споживання вугілля теплоелектростанціями та теплоелектроцентралями збільшились на 5,7 % (26,22 млн.т.). Зокрема вугілля марки “А” було використано 5,8 млн.т., з яких 5,4 млн.т. - імпорتنний ресурс [15].

Гірничодобувні підприємства, окрім того, що відіграють важливу роль в промисловому та інфраструктурному каркасі країни фактично є містоутворюючими. За кожним таким підприємством, як правило, стоїть економічно моноструктурний населений пункт. Основою добробуту такого регіону є рентабельна діяльність кожної окремо взятої шахти, яка є джерелом

доходів державного і місцевих бюджетів, робочих місць, регулятором екологічної стійкості прилеглих територій.

Тому актуальними питаннями сталого розвитку регіональної економіки країни є подовження життєвого циклу вугільної шахти за рахунок новітніх технологій з одночасним впровадженням комплексу заходів з охорони навколишнього середовища та перманентної її диверсифікації в рентабельне багатопрофільне підприємство до і після стадії вичерпання промислових запасів.

В умовах Донбасу видобуток вугілля для потреб енергетики та металургії найбільш активно проводить приватне акціонерне товариство «ДТЕК ЕНЕРГО», яка має два великих підрозділи: ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» і ТОВ «Добропіллявугілля».

У складі ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» 10 шахт з проектною потужністю 12,51 млн.т. вугілля на рік і 11 філій загальною чисельністю працюючих понад 25 тис. чол. Умови видобутку вугілля складні – велика глибина, слабкі вміщуючі породи, геологічна порушеність. Характерними проявами гірського тиску є здимання підшви, обвалення порід покрівлі, значні деформації кріплення. Загальношахтний приплив води у виробки сягає 1200 м<sup>3</sup>/рік. Шахти є небезпечними за вмістом в атмосфері газу метану.

Результати комплексу робіт, виконаних протягом останніх років вченими НТУ «Дніпровська політехніка» разом з працівниками компанії «ДТЕК Павлоградвугілля», були спрямовані на підвищення ефективності видобутку вугілля, розкриття нових запасів, розташованих за зонами технічних порушень, подовження роботи шахт, покращення екологічного стану регіону. У зв'язку з вичерпанням запасів корисних копалин кожне гірничодобувне підприємство з часом підлягатиме ліквідації.

Досвід свідчить, що ліквідація навіть нерентабельної шахти обходиться державі дорожче, ніж її функціонування зі збитками, не рахуючи втрату робочих місць і екологічні наслідки. Окрім того в регіоні утворюється економічно депресивна територія, що потребує чималих державних дотацій на її утримання. У соціальній сфері ліквідація вугільної шахти пов'язана з масовим звільненням

працівників, їх міграцією у інші регіони, що також потребує значних державних коштів на виплату компенсацій, перенавчання звільнених гірників тощо.

У практиці розвинутих країн світу розроблений комплекс заходів, об'єднаних загальною назвою *post-mining*. Це сукупність правових, організаційних та економічних заходів, а також комплекс інженерних технологій, які вступають у силу після закриття гірничодобувного підприємства і впливають на соціально-економічний та екологічний стан прилеглої території.

Натомість пропонується принципово інший підхід до стратегічного управління життєвим циклом шахти на основі перманентної диверсифікації її діяльності, починаючи зі стадії проектування, який отримав назву *synchro-mining*. Ця концепція передбачає реалізацію бізнес-проектів різних економічних напрямів синхронно до основного виду діяльності з видобутку корисних копалин шляхом використання ресурсної бази гірничодобувного підприємства протягом всього його життєвого циклу. Такий підхід дозволить попереджувати виникнення соціальних, економічних та екологічних проблем, пов'язаних з ліквідацією шахти. Охоплюючи усі стадії життєвого циклу гірничодобувного підприємства, *synchro-mining* включає у себе й *post-mining*, котрий тепер означає не вирішення накопичених проблем після закриття шахти, а підтримку її роботи в інших економічних напрямках після завершення видобутку корисних копалин [16].

В рамках розробленого комплексу інноваційних технологій для реалізації принципів та положень концепції *synchro-mining* пропонується інтегрований механізм індустріального та наукового парку, який дозволить регулювати відносини між владою, бізнесом та наукою під час розробки, впровадження та використання інноваційних технологій на гірничодобувних підприємствах.

Наукове обґрунтування та широкомасштабне впровадження комплексу нових технологій розкриття та відпрацювання продуктивних запасів дозволило за 5 років збільшити річний видобуток вугілля в Павлоградському регіоні з 16 до 20 млн.т., вирішити на той час проблему дефіциту вугілля газової групи на ТЕС країни та створити технологічно-правову платформу для подальшого розвитку регіону.



### 1.3. Правові умови реконверсії вугільних шахт України

Національний гірничий університет (нині НТУ «Дніпровська політехніка») пропонує своє бачення вугільної проблеми, яке полягає в диференційованому підході до кожної окремо взятої шахті.

Закрити шахту можливо в двох випадках. Перший випадок характеризується об'єктивним фізичним вичерпанням корисної копалини, другий лежить в економічній площині і пов'язаний з високою собівартістю вугілля і його екологічної неспроможністю. Але ж таким шахтам можна дати друге життя через впровадження інноваційних екологічно чистих технологій. Такі приклади вдалого поєднання науки і виробництва існують в США, Німеччині, Польщі, Нідерландах.

Не можна забувати і про ті шахти, які фізично закрити неможливо через складні гідро-геологічні умови і необхідності їх постійної роботи в режимі водовідкачування щоб уникнути підтоплення прилеглих територій. Але для цього необхідно розробити комплексний галузевий проект пролонгації їх життєвого циклу.

Подібний комплексний проект, адаптований до цілей розвитку гірничодобувних підприємств і регіонів, потребує наступного:

- реалізовуватися в рамках досить потужного в розвинених країнах механізму державно-приватного партнерства,
- бути мультігалузевим і базуватися на платформі новітніх технологічних рішень різних напрямків,
- мати чіткі бізнес-орієнтири,
- сприяти поліпшенню інвестиційного клімату регіону присутності підприємства,
- вписуватися в уже закріплені законодавством організаційні моделі.

З 2010 року Національний гірничий університет, як було сказано вище, веде дослідження в напрямку розробки концепції функціонування гірничодобувних підприємств Synchrono-mining, яка доведена до рівня комплексного мультігалузєвого проекту. Цей проект міг би сприяти вирішенню завдань розвитку

гірничодобувних підприємств на принципах державно-приватного партнерства [16-20].

В основі проекту Synchro-mining лежить ідея того, що синхронно до основного виду діяльності шахти з видобутку корисних копалин, наприклад, вугілля, можуть бути впроваджені самостійні бізнес-проекти, які реалізуються з однойменної відкритої технологічної платформи, яка являє собою сукупність інженерних інноваційних технологій, пристосованих до умов конкретних гірничовидобувних підприємств.

З огляду на необхідність активного ресурсозбереження та енергозбереження, всі технології платформи Synchro-mining дозволяють використовувати додаткові до основного виду корисних копалин доступні природні ресурси шахти, такі, як залишки недобутого вугілля, вода, газ, сонячне випромінювання, вітер, а також активи шахти, включаючи підземний і наземний комплекси, навколишнє середовище. В результаті можна отримувати на прибутковою основі додаткові стратегічно важливі продукти у вигляді синтез-газу, енергії, чистої води, продукції сільського господарства, надання послуг туристичного характеру [16-18].

Відкритість технологічної платформи проявляється в можливості формування різнопрофільного консорціуму учасників – розробників, власників, замовників, користувачів інноваційних технологій – національного та міжнародного рівня [19, 20].

Завдання, які вирішуються при впровадженні цього проекту, зводяться до наступного.

У соціальному напрямку: створення нових робочих місць і модернізація соціальної інфраструктури, розвиток підприємницького сектора і, як наслідок, вирівнювання демографічної ситуації в регіоні.

В екологічному напрямку: відновлення наземного ландшафту поверхні, очищення ґрунту, води, повітря, реалізація екологічних проектів «безвідходного господарювання».

В економічному напрямку: реалізації інноваційних бізнес-проектів, трансфер технологій, формування сприятливого інвестиційного клімату[20]. .

Вигоди для інвесторів полягають в диверсифікації портфеля інвестицій і розподілі ризиків між різними проектами, отриманні економічного ефекту від реалізації проектів в системі кластера.

Вигоди для регіону зводяться до збільшення терміну функціонування містоутворюючого підприємства і уникненню локальних соціально - економічних криз при його закритті, забезпечення стабільних надходжень до бюджету, зниження рівня безробіття, формування підприємницького середовища [20].

Організаційна модель проекту державно-приватного партнерства «Synchronizing» може інтегрувати в собі організаційно-правові механізми наукового та індустріального парків.

Науковий парк регламентує відносини науки і бізнесу в питаннях інтелектуальної власності при створенні і трансфер інноваційних технологій. Індустріальний парк регулює відносини розробників технологій, бізнесу та органів місцевої влади в питаннях відведення землі та надання пільг для ведення бізнесу на його території.

До таких пільг, передбачених Законом України «Про індустріальні парки», віднесені: можливість отримання державної фінансової підтримки на облаштування парку, в т.ч. у вигляді цільового фінансування на безповоротній основі, отримання безвідсоткових кредитів за рахунок коштів Державного бюджету, податкові пільги, право оренди земельної ділянки під індустріальний парк не менше ніж на 30 років; звільнення від ввізного мита на обладнання, матеріали тощо для діяльності парку.

У 2017 році в Павлограді з ініціативи Дніпровської обласної державної адміністрації відкрився 18-й в Україні, найбільший за площею в 250 га індустріальний парк, який зараз знаходиться на стадії збору заявок від потенційних інвесторів. За словами керівника компанії, що управляє індустріального парку «Павлоград» Олександра Коломійцева перший

інвестиційний проект буде спрямований на отримання синтез-газу з високозольного вугілля газової групи [20].

При цьому гірничодобувне підприємство також могло бути одночасно співзасновником наукового парку та керуючою компанією індустриального парку на власних або комунальних землях, здійснюючи моніторинг процесів створення та трансферу нових технологій, що тільки підвищує привабливість для нього відносин державно-приватного партнерства. У свою чергу, держава, таким чином, передає частину ризиків, пов'язаних з утворенням соціально - економічної депресії на територіях інтенсивного видобутку корисних копалин, приватному партнеру.

Сформовані на сьогоднішній день умови для реалізації проекту державно-приватного партнерства «Synchro-mining» своєчасні, оскільки є апробовані інноваційні технології, є законодавче поле, є соціально відповідальні приватні компанії, готові до діалогу, є розуміння з боку органів державного управління, необхідні лише взаємне інформування про існуючі можливості і ініціативний поштовх до відкриття переговорних процесів між учасниками.

#### **1.4. Мета, ідея, методи та основні задачі досліджень**

Головним висновком з інформації, що викладена вище, є те що вугілля, як ресурс, буде затребуваним для виробки тепла і енергетичної енергії на роки 30-50. За цей час відповідні технології отримують розвиток, що дозволить цивілізовано закрити вугільні шахти, а ті, на яких це зробити неможливо отримують новий економічний профіль, стануть джерелом геотепла і води. Але конкурентоздатність вугілля, що видобувається підземним способом, відносно газу можлива тільки в тому разі, коли його собівартість буде постійно скорочуватися за рахунок заробітної плати та інноваційних інженерних рішень.

Одним з таких рішень є скорочення кількості протяжних підготовчих виробок, які домінують у структурі сучасної вугільної шахти, як необхідний елемент технології. Це можливо у тому випадку, якщо транспортні штреки використовувати повторно. Конструкція кріплення прим цьому суттєво залежить від конкретних гірничо-геологічних умов, від характеру прояву гірничого тиску,

від можливостей видобувного обладнання (комбайн, струг). Параметри такого кріплення, яке має бути комбінованим, послідовність включення у роботу його елементів за мірою наближення вибою лави потребують геомеханічного обґрунтування.

На цей час однією з найбільш перспективних шахт, що перебувають у державній власності, є державне підприємство ВК «Шахта «Краснолиманська», яка знаходиться у Покровському вугленосному районі. Вона була прийнята у якості основного об'єкту досліджень.

Приймаючи до уваги те, що вугілля ще тривалий час буде важливим ресурсом для теплової енергетики, метою досліджень є зниження його собівартості, що підвищить його конкурентоспроможність.

Ідея роботи полягає у зменшенні собівартості вугілля, що видобувається шляхом скорочення кількості підготовчих (конвеєрних) виробок, які повторно використовуються.

Методи досліджень – комплексний підхід, який включає аналіз і узагальнення науково-технічної інформації, натурні дослідження, аналітичні розрахунки на основі методу чисельного моделювання, заснованого на методах механіки твердого деформованого тіла, теорії математичної статистики і методів теорії ймовірностей.

Основні задачі досліджень полягають у наступному:

- аналіз науково-технічної інформації, що торкається проблеми повторного використання підготовчих виробок вугільних шахт;
- аналіз гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов розробки вугільних пластів на об'єкті досліджень, у якості якого вибрано ДП «Шахта «Красноарлиманська»;
- обґрунтування критерію доцільності потворного використання конвеєрних виробок;
- обґрунтування методів і методик виконання натурних і аналітичних досліджень;

- виконання натурних досліджень стану підготовчих виробок в гірничо-геологічних умовах ВК «Шахта «Краснолиманська»;
- проведення аналітичних досліджень, що пов'язані з обґрунтуванням параметрів кріплення конвеєрних штреків, які плануються використовувати повторно;
- визначення економічної оцінки доцільності повторного використання конвеєрних штреків в гірничо-геологічних ДП «Шахта «Краснолиманська» і надати рекомендації щодо використання отриманих результатів досліджень.

### **Висновки до розділу 1**

1. Виконано огляд стану вугільної промисловості світу і України, доведено, що потреба у кам'яному вугіллі буде мати місце протягом найближчих п'ятдесяти років за умови максимального зниження вартості його видобутку.
2. У якості об'єкта досліджень обрано ВК «Шахта «Краснолиманська».
3. Сформовані мета, ідея, обрані методи і сформульовані основні задачі досліджень.
4. Результати аналізу і обґрунтувань за матеріалами розділу 1 опубліковані в друкованих роботах [11, 12, 13].

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Sustainable development strategies [Электронный ресурс] // Department of economics and social affairs, United Nations URL: <https://sustainabledevelopment.un.org/topics/nationalsustainabledevelopmentstrategies> (дата обращения: 15.08.17).
2. Margaret Thatcher and the pit strike in Yorkshire [Электронный ресурс] // BBC News England URL: <http://www.bbc.com/news/uk-england-22068640> (дата обращения: 11.07.17).
3. [U.S. coal production and coal-fired electricity generation expected to rise in near term](#) [Электронный ресурс] // US Energy Information Administration URL: <https://www.eia.gov/todayinenergy/detail.php?id=29872> (дата обращения: 11.07.17).
4. Top US coal boss Robert Murray: Trump 'can't bring mining jobs back' [Электронный ресурс] // Theguardian URL: <https://www.theguardian.com/environment/2017/mar/27/us-coal-industry-clean-power-plan-donald-trump> (дата обращения: 23.04.17).
5. New Energy Outlook 2017 [Электронный ресурс] // Bloomberg New Energy Finance URL: <https://about.bnef.com/new-energy-outlook/> (дата обращения: 15.05.17)
6. [Even Coal-Mining Companies Are Complaining About the Price They Pay for Coal-Fired Electricity](#) [Электронный ресурс] // Institute of Energy Economics and Financial Analysis URL: <http://ieefa.org/ieefa-update-even-coal-mining-companies-complaining-price-pay-coal-fired-electricity/> (дата обращения: 22.08.17).
7. [Zacks](#) Sector Rank [Электронный ресурс] // Zacks URL: <https://www.zacks.com/stocks/industry-rank/sectors/> (дата обращения: 29.08.17).
8. [Are Some Metals And Mining Companies Seeing A Light At The End Of The Mineshaft?](#) [Электронный ресурс] // S&P Global Ratings URL: [https://www.spratings.com/en\\_US/topic/-/render/topic-detail/forces-forging-the-global-metals-mining-industry](https://www.spratings.com/en_US/topic/-/render/topic-detail/forces-forging-the-global-metals-mining-industry) (дата обращения: 29.08.17).

9. Present State of and Prospects for Hard Coal in Poland [Електронний ресурс] // Cornerstone – The official journal of the world coal industry URL: <http://cornerstonemag.net/present-state-of-and-prospects-for-hard-coal-in-poland/> (дата звернення: 17.06.17).

10. Coal in Europe. Euracoal Statistics [Електронний ресурс] // Euracoal URL: <https://euracoal.eu/info/euracoal-eu-statistics/> (дата звернення: 25.06.17).

11. Дубовик О.І. Стан і перспективи розвитку вугільної промисловості України / Перспективи розвитку будівельних технологій: 14-а міжнародна науково-практична конференція молодих учених, аспірантів та студентів, 24.04 – 25.04. 2020 р., Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка». – 2020. – С. 33-37.

12. Дубовик О.І. Вплив стану протяжних виробок вугільних шахт на обсяги споживаної електроенергії / О.Є. Григор'єв, Н.В. Хозяїкіна, О.І. Дубовик // «Гірничий вісник» Криворізький національний університет, вип. 106, 2019. – С. 13-19. (Наукометричні бази: Google Scholar, Index Copernicus, Research Bible, Academic Keys). DOI:10.31721/2306-5435-2019-1-106

13. Дубовик А.И. Повторное использование подготовительных выработок угольных шахт: [монография] / А.О. Логунова, М.В. Барабаш, А.И. Дубовик. – Днепропетровск: Литограф, 2015. – С. 19-24.

14. Видобуток енергетичного вугілля в Україні [Електронний ресурс] // URL: <https://kosatka.media/uk/category/ugol/analytics/zapasy-uglya-v-ukraine> (дата посилання: 16.03.19).

15. Підсумки 2018: вугільна промисловість [Електронний ресурс] // URL: <https://kosatka.media/uk/category/ugol/analytics/pidsumki-2018-vugilna-promislovisht> (дата посилання: 18.01.19).

16. Пивняк, Г.Г., Шашенко, А.Н., Пилов, П.И., & Пашкевич, М.С. Post-mining: технологический аспект решения проблемы // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2012 (1). – С. 20-31.

17. Пивняк Г. Г. Synchro-mining: цивілізоване вирішення проблеми сталого функціонування гірничодобувних регіонів / Г.Г. Пивняк, П.І. Пілов, М.С.



Пашкевич, Д.О. Шашенко // Науковий вісник Національного гірничого університету. - 2012. - № 3. - С. 131-138.

18. Хозяйкина Н.В. Технологии Synchro-mining на базе угольных шахт, подлежащих закрытию // «Уголь Украины». – Издатель: ГП «Институт» УкрНИИпроект». - № 6. – 2018 (738). – С. 9-14.

19. Пашкевич, М.С. (2014). Екологізація виробництва підприємств України. М.С. Пашкевич, Т.О. Паламарчук. – [Електронний ресурс].– Режим доступу: <http://www.economy.nauka.com.ua/index.php>.

20. Индустриальный парк «Павлоград»: когда ждать процветания? [Электронный ресурс] // Новостной портал URL: <https://novosti/meat/industrial-ny-j-park-pavlograd-kogda-zhdai-protsvetaniya> (дата обращения: 6.08.17).

## РОЗДІЛ 2

### ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ І ГІРНИЧОТЕХНІЧНІ УМОВИ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ НА ВК «ШАХТА «КРАСНОЛИМАНСЬКА» ТА ОБҐРУНТУВАННЯ КРИТЕРІЮ ДОЦІЛЬНОСТІ ПОВТОРНОГО ВИКОРИСТАННЯ КОНВЕЄРНИХ ВИРОБОК

#### 2.1. Гірничотехнічні та гірничо-геологічні умови видобутку вугілля на ВК «Шахта «Краснолиманська»

##### 2.1.1. Гірничотехнічні умови відпрацювання вугільних пластів

ВК «Шахта «Краснолиманська» побудована і здана в експлуатацію в 1958 році з робочим горизонтом 210 м і проектною потужністю 1200 тон на рік на пластах  $l_7$  і  $l_3$ . Поле шахти «Краснолиманська» розташоване в центральній частині Красноармійського гірничопромислового району. За адміністративним поділом ця площа входить в Покровський район Донецької області України. Поле шахти займає вигідне економічне і промислове становище. Шахта і шахтні селища пов'язані з ж/д магістраллю Ростов-Київ.

Об'єктивні показники роботи шахти, отримані в технічних службах шахти, представлені в табл. 2.1.

Шахта входить в число найбільш механізованих і автоматизованих підприємств галузі. Очисні вибої обладнані механізованими комплексами ЗКД-90, 1КДД, 2КДД, КД-80. Спосіб управління покрівлею в лавах - повне обвалення. Підготовчі виробки проходяться вузьким ходом прохідницькими комбайнами типу КСП-32. Транспорт вугілля повністю конвеєрний.

Аналіз даних про запаси вугілля показує, що для підтримки сталого видобутку на досягнутому рівні (2 500 тис.т. в рік) необхідно своєчасне відтворення очисної лінії вибоїв по перспективним пластам  $m_4^2$ ,  $l_3$ ,  $k_5$ .

Для підтримки виробничої потужності інститутом «ДОНГПРОШАХТ» розроблений проект «розтин і підготовка заскидової частини і резервних запасів»,

який передбачає підготовку промислових запасів в обсязі 38 млн.т. Вугілля, реалізація якого розпочато в 1988 році.

Таблиця 2.1

## Технічні дані по ВК «ШАХТА «КРАСНОЛИМАНСЬКА»

Показники	Значення
Рік останньої реконструкції	1987
Річна виробнича потужність на 01.01.2005 р., тис. Т	1800
Обсяг видобутку вугілля в 2004 р., тис. Т	2658,6
Зольність видобутого вугілля, %	40,0
Промислові запаси на 01.01.2005 р., млн. Т	108/8,8
Марка вугілля, призначення	Ж, коксівне
Символи і Геологічна потужність пластів, що відпрацьовуються	$M_4^2$ (1,0-1,1 м), $L_3$ (1,8 м), $K_5$ (1,1-1,7 м)
Максимальна глибина розробка, м	1087
Схема підготовки пластів	Панельна
Система розробки	Довгі стовпи по простяганню
Режим роботи:	Безперервний
Основний робочий горизонт, м	545
Глибина ведення гірничих робіт, м	850-1087
Категорія по метану	Надкатегорійна
Небезпека за вибухами пилу	Небезпечна

Відповідно до затвердженого проекту передбачалось здійснити проходження стовбура № 1 діаметром 8,5 м, глибиною 1130 м, який подає повітря; вентиляційної свердловини діаметром 3,5 м, глибиною 846 м, будівництво об'єктів поверхневого комплексу, проведення розкривних гірських виробок на горизонті 545 м (на пласт  $m_4^2$ ) і 845 м на пласти  $l_3$  і  $k_5$ .

Прирізка додаткових запасів по пласту  $k_5$  і  $l_3$ , відпрацювання знову введеного пласта  $m_4^2$  і будівництво нового блоку для відпрацювання заскидової частини пласта  $l_3$ , спричинили за собою необхідність вирішення цілого комплексу загальновиробничих питань, які вимагають значних обсягів залучення фінансових ресурсів.

Споживачами кінцевої вугільної продукції ДП «ВК «КРАСНОЛИМАНСЬКА» (концентрат марки ж-100) в даний час є коксохімічні заводи України.

На сьогоднішній день державне підприємство (ДП) «ВУГІЛЬНА КОМПАНІЯ (ВК) «КРАСНОЛИМАНСЬКА» є державним підприємством, що знаходиться в підпорядкуванні міністерства енергетики України. Керівником підприємства є голова правління (генеральний директор), якому підпорядковуються структурні підрозділи компанії.

ДП «ВК «КРАСНОЛИМАНСЬКА» складається з двох виробничих одиниць - шахти і збагачувальної фабрики.

На поверхні шахти розташовані будівлі підйомні машини, копри, приміщення електропідстанції, адміністративно-побутового комбінату, механічних майстерень, лісової і вугільний склади.

Роботи з проведення гірничих виробок на шахті ведуть підготовчі ділянки (упр), а очисні роботи здійснюють видобувні ділянки. Роботи з транспортування вугілля, породи, доставки матеріалів і обладнання проводять ділянки шахтного транспорту (шт). На поверхню вугілля і породи видають в скіпах.

Складання вентиляційних планів шахти, контроль за витратою повітря, вмістом газу і пилу в шахтній атмосфері, станом техніки безпеки виробляє ділянку вентиляції і техніки безпеки.

### **2.1.2. Коротка характеристика геології родовища в межах гірничого відводу ВК «ШАХТА «КРАСНОЛИМАНСЬКА»**

В геологічній будові комплексу беруть участь відкладення свити  $c_{31}$  верхнього відділу карбону і світ  $c_{27}$ ,  $c_{26}$ ,  $c_{25}$ , середнього карбону.

Літологічні кам'яновугільні відкладення, що представлені, перемежуються шарами пісковиків, піщаних і глинистих сланців з підлеглими їм прошарками вугілля і вапняків. Четвертинні відкладення на описуваній площі мають повсюдне поширення і представлені червоно-бурими глинами і суглинками, що прикриті ґрунтовим шаром. Потужність четвертинних відкладень в межах описуваної площі коливається від 0 до 49,5 м.

Під четвертинними глинами на розмитій поверхні кам'яновугільних порід залягають відкладення нижнього неогену. Представлені вони тонкозернистим кварцовими світло-сірими або білими пісками полтавського ярусу. Потужність їх коливається від 0 до 33,7 м, зменшується в південному напрямку. Місцями нижні горизонти пісків обводнені і мають пливуні властивості. Потужність «пливунів» досягає 22 м.

В цілому потужність кайнозойських відкладень в межах комплексу змінюється від 0 до 56,0 м.

Кам'яновугільні відкладення середнього карбону як вказувалося вище, відносяться до світи  $c_{27}$ ,  $c_{26}$ ,  $c_{25}$ .

*Світа  $c_{27}$  «ГОРЛІВСЬКА».*

Відкладення світи  $c_{27}$  по площі описуваного комплексу розкриті і вивчені повністю.

Відкладення світи підпорядковане до 8 шарів вапняків, з яких до числа найбільш витриманих, є надійними горизонтами, що маркіруються відповідно  $m_{10}$ ,  $m_7$ ,  $m_5$ ,  $m_3$ ,  $m_1$ . Горизонтами, що маркіруються, служать такі вугільні пласти, як  $m_6^2$  і на значній площі -  $m_2$ . Крім вапняків і вугілля, стійкими горизонтами, що маркіруються, є товщі пісковиків  $m_4^1sm_4^0$ ,  $m_2sm_1^1$ .

Відкладення світи  $c_{27}$  в межах комплексу містять 24 вугільні пласти і прошарки. З них робочої потужності на окремих площах досягають такі:  $m_6^2$ ,  $m_6^1$ ,  $m_4^2$ ,  $m_4^1$ ,  $m_4^0$ ,  $m_3^1$ ,  $m_2$ ,  $m_1^1$ .

Загальна потужність розкритих відкладень світи  $c_{27}$  на площі змінюється від 41 до 400 м, зменшуючись в південному напрямку.

*Світа  $c_{26}$  «АЛМАЗНА».*

За верхню межу світи прийнятий вапняк *m1*. Нижньою межею служить вапняк *l1*. Загальна потужність відкладень світи в межах комплексу змінюється від 200 до 250 м, збільшуючись в північному напрямку. Відкладення світи представлені пісковиками, піщаним і глинистими сланцями з прошарками вапняків і вугілля.

Основними горизонтами світи, що маркуюються, є вугільні пласти *l7*, *l3* і *l1*, вапняки *l1* і *l7*, кварцові пісковики *l7s* *l3*, *l1 s l1* і на значній площі *l8/2 s l8*.

Відкладам світи підпорядковане 14 вугільних пластів, з яких робочої потужності досягають *l8<sup>2</sup>*, *l8<sup>1</sup>*, *l8*, *l7*, *l5*, *l3* і *l1*. Решта пласти *l5<sup>1</sup>*, *l3<sup>1</sup>*, *l2<sup>2</sup>*, *l2<sup>1</sup>* малопотужні і не постійні по поширенню.

#### *Світа с2/5 «КАМЕНСЬКА».*

Укладена між вапняком *l1* і вапняком *к1*. Потужність відкладень світи змінюється від 280 до 350 м, збільшуючись в південному напрямку.

Літологічні відкладення світи *с2/5* представлені сланцями піщаними і глинистими з прошарками вапняків і вугілля. Основними опорними горизонтами є вапняки *к8*, *к7*, *к6*, *к1*. Серед відкладень світи нараховується до 20 вугільних пластів і прошарків, з яких робочої потужності досягають пласти *к8<sup>с</sup>*, *к8<sup>н</sup>*, *к7<sup>2</sup>*, *к7*, *к5<sup>2</sup>*, *к5<sup>1</sup>*, *к5<sup>н</sup>*, *к3* і *к2*.

Кам'яновугільні відкладення красноармійського геолого-промислового району утворюють пологу монокліналь, що представляє собою південно-західне крило кальміус-торецької улоговини - одного з головних тектонічних елементів Донбасу. В межах району породи карбону мають північно-західне простягання і полого падіння на північний схід і схід під кутами від 3 до 15, рідше 18 градусів. Збільшення кутів падіння до 30-45 градусів спостерігається поблизу порушень.

При загальному північно-західному простяганні порід спостерігається невеликий дугоподібний вигин, в зв'язку з чим на окремих площах простягання приймає в основному меридіональний напрям. В цілому плікативні форми тектоніки району характеризуються спокійним моноклінальним заляганням кам'яновугільних відкладень. На загальному моноклінальному фоні в районі мають місце на окремих площах перегини. Спокійне залягання порід в районі

ускладнене низкою тектонічних порушень типу насувів і скидів, що мають регіональний характер розвитку. До таких диз'юнктивів відносяться великі надвиги селидівський, красноармійський, центральний і самарський, що мають північно-східне простягання. Падіння надвигових площин полого. Кути падіння надвигів змінюється від 10 до 35 градусів. Насунутим є, як правило, південне крило. Стратиграфічні амплітуди надвигів великі і досягають 150-475 м. У південному напрямку відбувається зближення зазначених вище надвигів, а в північному напрямку - видалення. Віддаляючись один від одного, головні надвиги розділяються на додаткові порушення типу скид. Площа комплексу розташована між центральним надвигом, що служить природною північною межею, і селидівським надвигом - південним межею.

Залягання порід карбону на площі комплексу аналогічно структурі району, тобто моноклінальне з кутами падіння від 5 до 15-20 градусів. У виходів карбонових порід під покривні відкладення, а також поблизу тектонічних порушень кути падіння збільшуються і досягають 30 градусів. Між великими тектонічними порушеннями центральним і селидівським надвигом відзначено 13 скидів з концентрацією їх в принадвигових частинах.

Нижче наведена більш детальна гірничо-геологічна і гірничотехнічна характеристика вуглевмісної товщі і гідрогеологічна характеристика умов розробки вугільних пластів, які мають промислове значення в межах шахти.

Загальні відомості про промислово значущих пластах наведено в табл. 2.2 і 2.3.

Таблиця 2.2

## Промислово значущі вугільні пласти

Показники	Пласт $m_4^2$	Пласт $l_3$	Пласт $k_5$
Глибина ведення очисних робіт, м	482	770	1050
Геологічна потужність пласта, м	0,93-1,32	0,96-3,40	0,7-2,62
Кут падіння пласта, град	7-8	2-4	8-14
Водоприток, м <sup>3</sup> /Год	80-85	50-58	60-67

Відносна метановість, м <sup>3</sup> /т	23,2	30,2	31,3
Група складності шахтного поля по ДКУ	II	II	II

Таблиця 2.3

## Якісні характеристики вугілля

Геологічний символ пласта	Марка вугілля	Якісна характеристика			
		Зольність, %		Вміст сірки, %	Вологість, %
		ЧУП	A <sub>3</sub> <sup>d</sup>		
<i>m</i> <sub>4</sub> <sup>2</sup>	Г <sub>ен</sub>	2,6-18,7	18,0-38,8	4,0	3,2
<i>l</i> <sub>3</sub>	Г <sub>к</sub> +Ж <sub>к</sub>	7,8-27,3	25,4-49,9	3,4	3,6
<i>k</i> <sub>5</sub> <sup>6</sup>	Г <sub>к</sub> +Ж <sub>к</sub>	2,5-13,6	36,7-49,6	1,7	3,1

Пласт *m*<sub>4</sub><sup>2</sup> на більшій частині шахтного поля простої будови. У крайніх південній і західній частинах пласт розщеплюється на дві приблизно рівні пачки потужністю 0,60-0,70 м. Місцями виділяється навіть третя пачка, потужністю до 0,05 м.

Потужність вугільного пласту відносно витримана і варіює в межах 0,93-1,32 м. Міцність за шкалою проф. Протод'яконова становить 1,0-1,5.

Вугілля пласта чорний, блискучий, злам нерівний, тріщинуватий, по тріщинах кальцит, примазки піриту та виділення води у вигляді рідкісних струменів. Марка вугілля - Г<sub>ен</sub>. Природна газоносність - 6,0-14,0 м<sup>3</sup>/т.

Безпосередня покрівля - вапняк сірий, скритокрісталічний, тріщинуватий, тріщини виконані кальцитом, середньостійкий - б4, іноді нестійкий, схильний до обвалення, потужністю 0,5-5,7 м, вище якого залягає аргіліт, рідше - алевроліт вапняний потужністю до 9,0 м. Аргіліти і алевроліти в безпосередній покрівлі нестійкі, схильні до обвалення, поводяться як «помилкова покрівля». Середня міцність порід безпосередньої покрівлі становить 9-12 м.

Основна покрівля – аргіліт, товщиною до 5,10 м, міцність 2-4 – вельми важко обвалюється, схильна до плавного опускання.



*Безпосередня підошва* – аргіліт темно-сірий, грудкуватої текстури «кучерявчик», товщиною 0,0-0,40 м, міцністю 2-3; алевроліт сірий, вгорі шару - грудкуватої текстури, схильний до здимання і розмокання, товщиною до 1,0 м, середньостійкий - п2. Загальна товщина – 6,85-13,90 м, міцність 3-5. Шари поступово переходять в сланець піщаний, товщиною 1,0-11,0 м, нижче якого залягає піщаник товщиною 1,0-21 м.

Під час ведення гірничих робіт по пласту можливе надходження води з покрівлі у вигляді струменів і капіжу з обводненого вапняку  $m_5$  і просочування води у підошву з обводненого пісковика  $m_4sm_4^2$ .

Природна газонасність вугільного пласта 8-14 м<sup>3</sup>/т.

Середня температура порід, по пласту що вміщують, 23,9-28,4°С.

Вугільний пласт  $m_4^2$  небезпечний за раптовыми викидами вугілля і газу; по гірським ударам не є небезпечним; до самозаймання не схильний; по вибуховості вугільного пилу – небезпечний.

*Пласт  $l_3$*  залягає стратиграфічно нижче пласта  $l_4$  на відстані 18-25 м і має в основному складну будову. За даними геологорозвідувальних робіт представлений однією, двома і більше вугільними пачками. Найчастіше зустрічається двошаровий пласт. Товщина породного або вуглистого прошарку змінюється від 0,03 до 0,46 м. Характерна товщина пласта – 1,95-2,90 м, міцність – 1,0-1,5, кут падіння – 6-11 градусів.

У межах шахтного поля пласт стійкий, промислове значення має на всій площі. Марка вугілля - гк, жк. Природна газонасність пласта 11,4-26,0 % м<sup>3</sup>/т.

Вугілля чорне, напівблискуче, тонкосмужкове, тріщинувате, з лінзами блискучого вітрена і промазками сажистого фюзена по нашаруванню, окремість – пластична, злам – раковистий.

*Безпосередня покрівля* представлена аргілітом темно-сірим, горизонтально шаруватим тріщинуватим, з плитчастою від'ємністю, товщиною 0,0-7,4 м, міцністю 1,8-3,0, нестійким - б2 (в умовах перетину геологічних порушень і зволожень стійкість знижується до б1). Вище залягає алевроліт темно-сірий, тріщинуватий, горизонтально шаруватий, слюдистий, з обвугленими рештками

флори, контакт різкий, товщина – 0,5-13,1 м, міцність – 4-6 (на частині поля є безпосередньою і основною покрівлею), нестійкий – б2 (в умовах основної покрівлі – середньообвалений - а2). Безпосередня покрівля нестійка, нижній шар товщиною до 0,5 м - досить нестійкий, поводитья як «помилкова покрівля». Особливо нестійка покрівля пласта  $l_3$  в зоні тектонічних порушень завдяки дроблення і обводнення порушених порід.

*Основна покрівля* - перешарування алевроліту, пісковика, вугільного пласта  $l_3^1$ . Потужність основної покрівлі коливається в межах 10-16 м, міцність 1,5-9; середньообвалюєма - а2.

*Підшва пласта* - алевроліт сірий, слюдистий, з дрібними площинами притирання, в кінці шару на контактi з вугільним пластом «кучерявчик», схильний до здимання. Загальна товщина шару – 0,8-6,25 м, міцність – 2-5. Середньостійкий (п2), в умовах водонасичення і геологічних порушень - п1. Нижче залягає піщаник товщиною 0,0-5,0 м, міцністю 6-8, середньостійкий від п2 до стійкого п3.

Деталізація умов залягання пластів на сильно порушених ділянках з мілкоблоковою структурою проводиться гірничими виробками в процесі експлуатаційної розвідки.

У обводнюванні пласта  $l_3$  беруть участь водоносні горизонти  $l_3sl_4$  і  $l_4sl_5$ , що залягають в зоні впливу гірничих робіт по пласту  $l_3$ . Пісковики  $l_3s$  і  $l_4sl_5$  на південь зливаються в загальну товщу, утворюючи потужний водоносний горизонт  $l_3sl_5$ . Пісковик  $l_3sl_5$  зберігає значну потужність (до 50м) і на глибоких горизонтах. В окремих випадках він замінюється повністю сланцем піщаним.

У підшві вугільного пласту спостерігається здимання глинистих сланців.

Покрівля, що представлена сланцями невеликої товщини, теж досить часто обвалюються, утворюючи завали, тому що розмокає під впливом обводнення з боку вищезалягаючого пісковика  $l_3sl_5$ .

Вугільний пласт  $l_3$ , де існує загроза по ГДЯ, відпрацьовується з веденням прогнозу з глибини 400 м; небезпечний за раптовими викидами нижче позначки - 607 м; небезпечний по вибуховості вугільного пилу; в зонах розривних

тектонічних порушень схильний до самозаймання; не є небезпечним по гірським ударам.

Середня температура порід, що вміщають, становить 31,7 - 32,2<sup>0</sup>С.

Вугільний пласт  $k_5 + k_5^g$  інтенсивно розробляється шахтою з 1986 р. Пласт повсюдно представлений двома пачками вугілля. Основною по товщині є верхня пачка з товщиною 1,0-1,30 м. Нижня вугільна пачка має товщину 0,35-0,65 м. Товщина прошарку, що розділяється, досягає 0,20-0,40 м, збільшуючись в північному і північно західному напрямках до 0,80-1,72 м, де верхня пачка набуває самостійного значення. Пласт характеризується, як витриманий. Марка вугілля - РК.

У покрівлі та підшві пласта  $k_5$  немає витриманих і потужних водоносних горизонтів. Покрівля та підшва пласту, за даними гірничих робіт, представлена глинистим сланцем. Обводнення виробок спостерігається у вигляді капежу.

Безпосередня покрівля пласта представлена аргілітом, нестійким, тріщинуватим з включеннями конкрецій у вигляді жовна і лінз, товщиною 0,60-10,4 м і при зменшенні потужності шару менше 0,60 м - дуже нестійким, що обвалюється на всю потужність до контакту з вищерозміщеним алевролітом або піщаником - *основною покрівлею*, яка характеризується як середньообвалюєма. Виділяється «хибна покрівля» до 0,40 м в нижній частині аргіліту з дзеркалами ковзання, а також в зонах виклинювання аргіліту.

Безпосередня підшва пласта складено аргілітами і алевролітами, товщиною 15-20 м з прошарками пісковика, які у верхній частині шару грудкуватої текстури «кучерявчик», середньостійкий, який знижує свою стійкість в умовах водопроявів.

Природна газonosність вугілля 19-25,4 м<sup>3</sup>/т.

Вугільний пласт  $k_5$  до самозаймання не схильний; не є небезпечним по гірським ударам; небезпечний по вибуховості вугільного пилу; небезпечний за раптовими викидами вугілля і газу нижче ізогіпсу - 700 м; небезпечний по раптовим видавлюванням нижче ізогіпсу - 750 м.

Середня температура порід, що вміщають, становить 41,0-42,3<sup>0</sup>С.

Вугільні пласти  $k_5^H$  та  $k_5^G$  прирізані від шахти «родинська» і на даний час не відпрацьовуються.

Пласт  $k_5^G$  в межах прирізки з поля шахти «родинська» в основному простої будови, потужністю від 0,48 до 1,17 м. Збільшення потужності спостерігається в південному напрямку.

Вугілля напівблискуче, однорідне, середньої міцності, злам нерівний.

Зольність змінюється від 3,0 до 17,0 %, середнє значення - 8,5 %.

За хімічним складом зола кремнисто-залозиста.

За середнім значенням вмісту сірки пласт відноситься до малосірчистих,  $s_1^d$  коливається від 0,7 до 1,2 %, середнє значення - 0,9 %. Серед різновидів переважає піритова.

Вихід летючих речовин змінюється від 31,5 до 35,6 %.

Пласт  $k_5^H$  в межах прирізки з вільної ділянки шахти «РОДИНСЬКА» хибний і має в основному двохпачкову будову. Потужність чистих вугільних пачок змінюється від 1,14 м на півдні до 0,20 м - на півночі площі, де пласт втрачає промислове значення, середня потужність - 0,70 м. Загальна потужність пласта з урахуванням засмічення досягає 1,30 м. Основною є нижня пачка, іноді верхня пачка заміщається вуглисті сланцем. Розділовий прошарок представлено аргілітами товщиною 0,12-0,25 м.

Вугілля напівблискуче, з нечітко вираженою смугастою або штриховою, місцями однорідною текстурою. По тріщинах простежується кальцит, по нашаруванню - дрібні залишки фюзенізованих рослинних тканин.

Вугілля чистих вугільних пачок змінюється від малозольного до зольного (2,5-25 %, в середньому 8,5 %). Характер зольності щодо витриманий. За рахунок засмічення вугілля внутрішньопластовими породними прошарками зольність пласта збільшується і становить в середньому 17 %.

За змістом сірки вугілля пласта змінюється від мало- до підвищеносіркового з коливанням значень від 0,9 до 3,5 %, середнє - 1,5%. Збагачуваність вугілля легка.

## 2.2. Аналіз собівартості вугілля, що видобувається на ВК «Шахта «Краснолиманська»

Відповідно до даних, представлених для аналізу економічною службою шахти, видобуток вугілля шахтою в 2015-2019 роках становив близько 1,5 млн.т в рік (рис. 2.1), різко знизившись з відомих причин до 930 млн.т в 2014 році, а в 2015 році відбулося зростання видобутку вугілля до 2,5 млн.т.

Величина собівартості за період 2015-2018 роки не лишалася незмінною, що показує графік на рис. 2.2 - знизившись в 2012-2013 роках в середньому в 1,15 рази по відношенню до 2011 року, в 2014 році її величина не тільки зрівнялася з рівнем 2011 року, але і перевищила його на 4 %. У наступні роки в зв'язку зі збільшенням видобутку вугілля відбулося зниження собівартості до 540 грн/т.

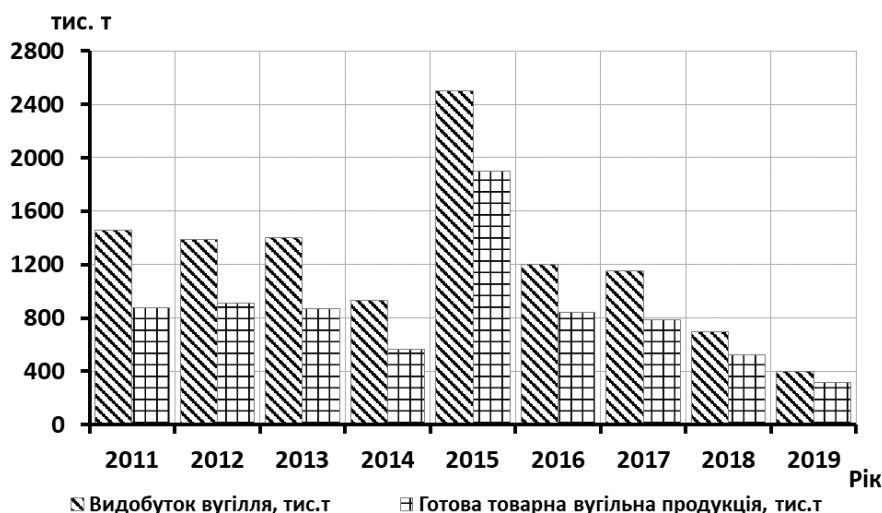


Рис. 2.1. Динаміка видобутку вугілля за 2011-2019 роки

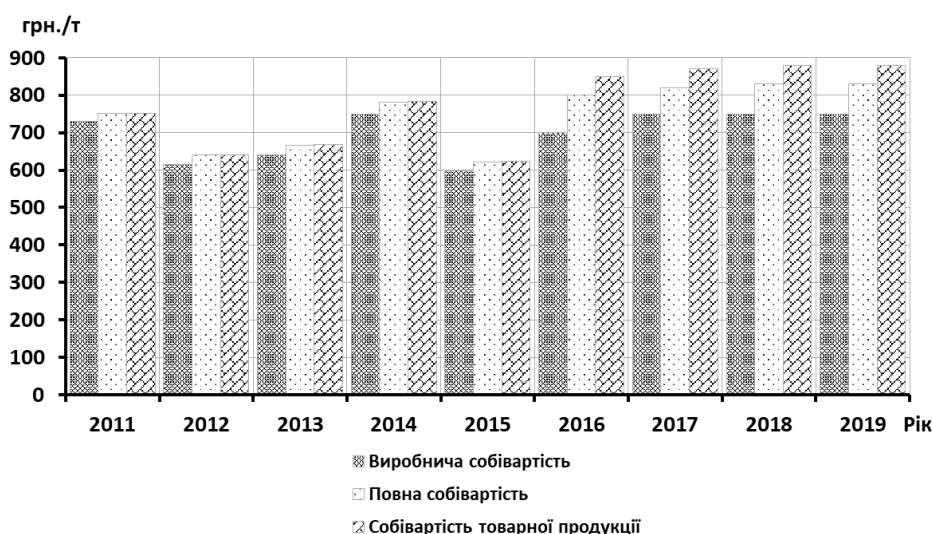


Рис. 2.2. Динаміка зміни собівартості за 2011-2019 роки

Аналіз статей в структурі виробничої собівартості (рис. 2.3) показує, що її зростання в 2013-14 році обумовлений зростанням амортизаційних відрахувань, розміру заробітної плати і матеріальних витрат, які, в свою чергу (рис. 2.4) вирости в зазначений період в основному за рахунок збільшення витрат на електроенергію.

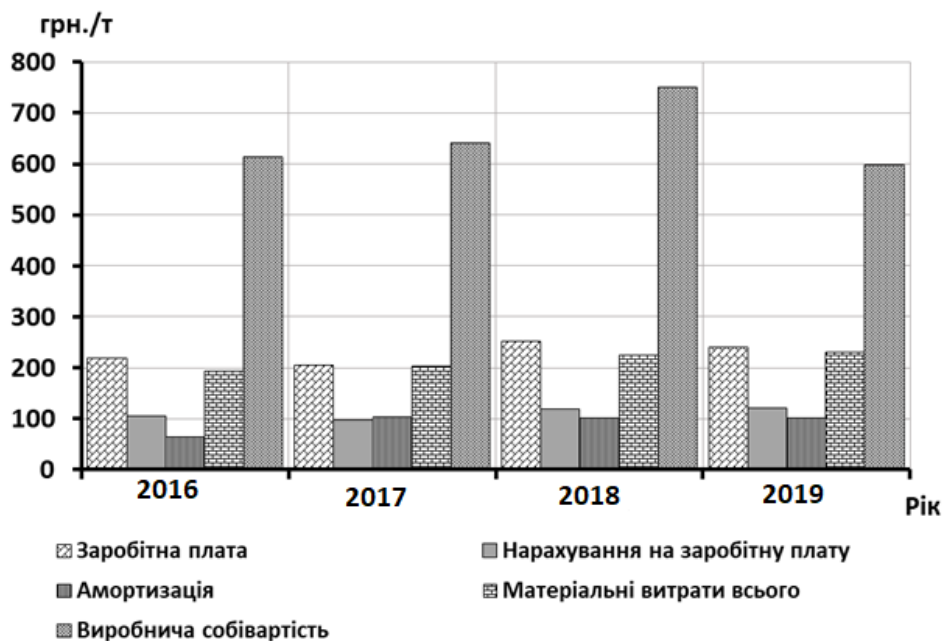


Рис. 2.3. Динаміка зміни статей виробничої собівартості за 2016-2019 роки

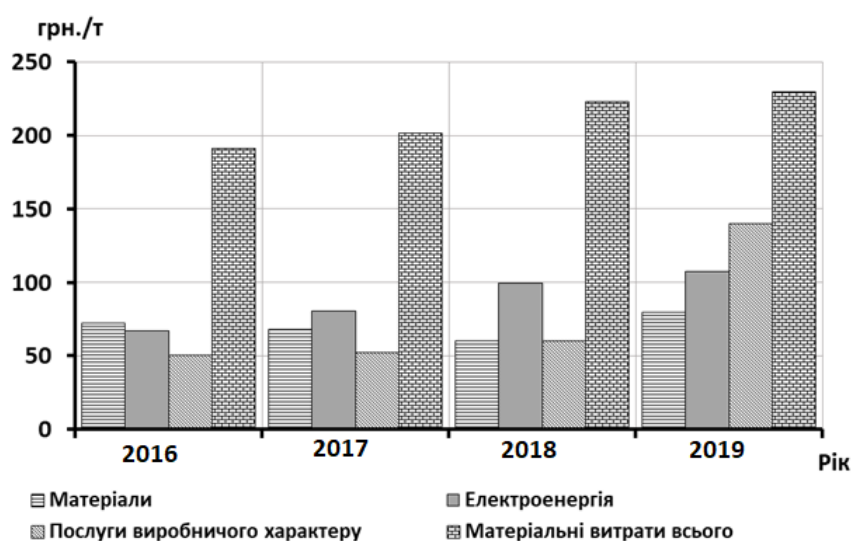


Рис. 2.4. Динаміка зміни складових статті «матеріальні витрати» у виробничої собівартості (за 2016-2019 роки)

Таким чином, початок зростання собівартості це у 2014 році обумовлений об'єктивними причинами зміни в Україні цін на енергоносії і зносом наявного обладнання. У 2015 році при тих же об'єктивних причинах відбулося суттєве зростання видобутку вугілля, що призвело до зниження собівартості.

Аналіз виробничої собівартості свідчить про те, що один з вагомих кроків на шляху її зниження є повторне використання підготовчих (конвеєрних) виробок. Це теоретично дозволить знизити собівартість на 10-15 %.

### **2.3. Обґрунтування критерію доцільності повторного використання підготовчих виробок вугільних шахт**

Основною виробничою проблемою при видобутку вугілля в Донбасі взагалі є його висока собівартість. Розробка і здійснення заходів щодо її зниження є надзвичайно актуальними. Одним з таких заходів є повторне використання відкатних виробок. Це дозволяє на 10-15 % зменшити витрати на підготовку вугільних пластів до виїмки і прискорити процес видобутку вугілля. При цьому витрати на відновлення відкатних виробок не повинні перевищувати вартості спорудження нового штреку, проведеного, як правило, вприсічку до вже існуючого.

Обґрунтування критерію, який дозволив би здійснювати проектування відповідних систем кріплення і охоронних конструкцій на сполученні «штрек-лава», є досить складною науковою задачею. Її рішенням займалися О.М. Шашенко [2, 3], С.М. Гапєєв [4, 5], і О.О. Логунова [5, 6], О.В. Солодянкін і С. Машурка [7, 8], І.М. Попович [8, 9], І.В. Дудка [7] та інші дослідники. У роботах І.М. Поповича як критерій економічної доцільності повторного використання конвеєрних виробок стосовно гірничо-геологічних умов шахт ДП «Антрацит» прийнята деяка гранична величина (0,4) зміщення контуру штреків. У роботах О.О. Логунової прийнято в якості критерію граничне значення залишкового перетину, як більш об'єктивної величини в гірничо-геологічних умовах шахт ДП «Селідоввугілля».

Розробка вугільних пластів на шахті «Краснолиманська» здійснюється в гірничо-геологічних умовах, що відрізняються від згаданих вище, і вимагає іншого обґрунтування критерію доцільності повторного використання відкатних виробок. Геологічної особливістю шахтного поля є наявність у покрівлі та підшві розроблюваного пласта  $m_4^2$  шарів змінної потужності пісковика і вапняку, які визначають геотехнічну ситуацію в підготовчих виробках. З цією метою був виконаний комплекс натурних досліджень, метою якого було встановити, перш за все, обсяги ремонтних робіт в підготовчих виробках, викликаних переміщенням вибою лави при існуючих системах кріплення і охоронних пристроїв на сполученні «штрек-лава». Ідея полягала в тому, щоб, орієнтуючись на певний критерій, підібрати такі інженерні рішення, (конструкції), які забезпечували б необхідну стійкість транспортних штреків. При цьому витрати на їх приведення в стан експлуатаційної придатності ( $E_1$ ) не перевищували б вартості проведення ( $K_2$ ) нової виробки при існуючих способах забезпечення та підтримки її стійкості ( $E_2$ ), тобто

$$E_1 \leq K_2 + E_2$$

Дослідження проводилися в період з 2012 по 2016 роки в наступних виробках при відпрацюванні пласта  $m_4^2$ :

- 1). 3 північний вентиляційний штрек ухилу № 1 пласта  $m_4^2$ ;
- 2). 3 північний конвеєрний штрек ухилу № 1 пласта  $m_4^2$ ;
- 3). 4 північний вентиляційний штрек ухилу № 1 пласта  $m_4^2$ ;
- 4). 4 північний конвеєрний штрек ухилу № 1 пласта  $m_4^2$ ;
- 5). 3 південний вентиляційний штрек ухилу № 1 пласта  $m_4^2$ ;
- 6). 3 південний конвеєрний штрек ухилу № 1 пласта  $m_4^2$ ;
- 7). 4 південний вентиляційний штрек ухилу № 1 пласта  $m_4^2$ ;
- 8). 4 південний конвеєрний штрек ухилу № 1 пласта  $m_4^2$ .



У цих виробках попiкетно були визначенi витрати на їх вiдновлення з метою можливостi подальшої експлуатацiї.

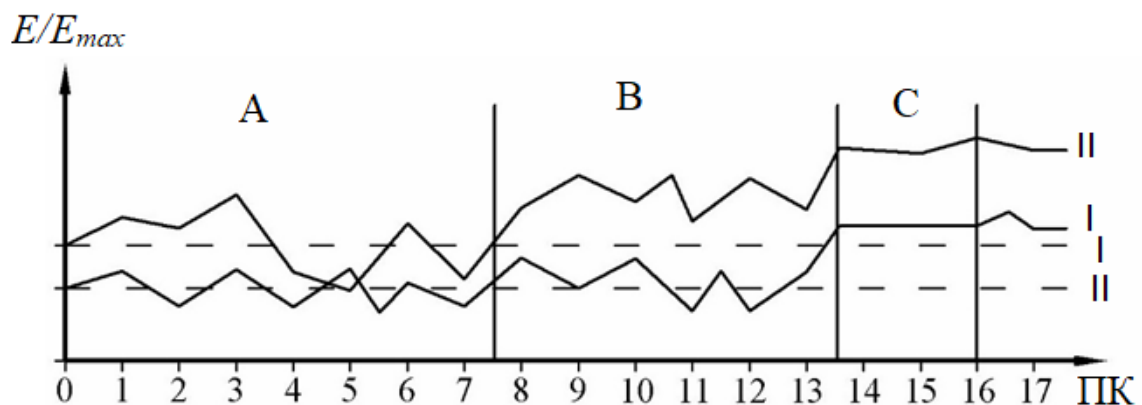
В процесi обстеження виробок було встановлено, що в процесi експлуатацiї пiдготовчi виробки, якi не використовуються повторно, проходять три стадiї:

- поза зоною впливу лави (А);
- в зонi впливу лави (В);
- у вiкнi лави (С).

Цi стадiї вiдрiзняються характером робiт, що виконуються як у перiод їх будiвництва, так i в перiод експлуатацiї: якщо на стадiї А встановлюється пiдсилене крiплення, що зумовлює пiдвищенi капiтальнi витрати, то потiм на цiй стадiї i на наступних стадiях В i С знижується обсяг експлуатацiйних витрат (I). Це умовно показано на рис. 2.5,а. Якщо ж на першiй стадiї встановлюється крiплення з меншою несучою здатнiстю (II), то наступнi експлуатацiйнi витрати збiльшуються.

Децо по iншому виглядає ситуацiя, коли виробку планується використовувати повторно. Вона умовно зображена на рис. 2.5,б. У цiй ситуацiї додатково з'являється стадiя Д, коли у вiкнi лави виконанi вiдповiднi ремонтнi роботи i роботи з пiдсиленням крiплення. Пiсля цього виробка має стан задовiльний для того, щоб її використовувати у подальшому у якостi вентиляцiйної. Але все одно обсяги ремонтних робiт, якi виконуються на всiх стадiях її експлуатацiї залежить вiд початкового стану.

а)



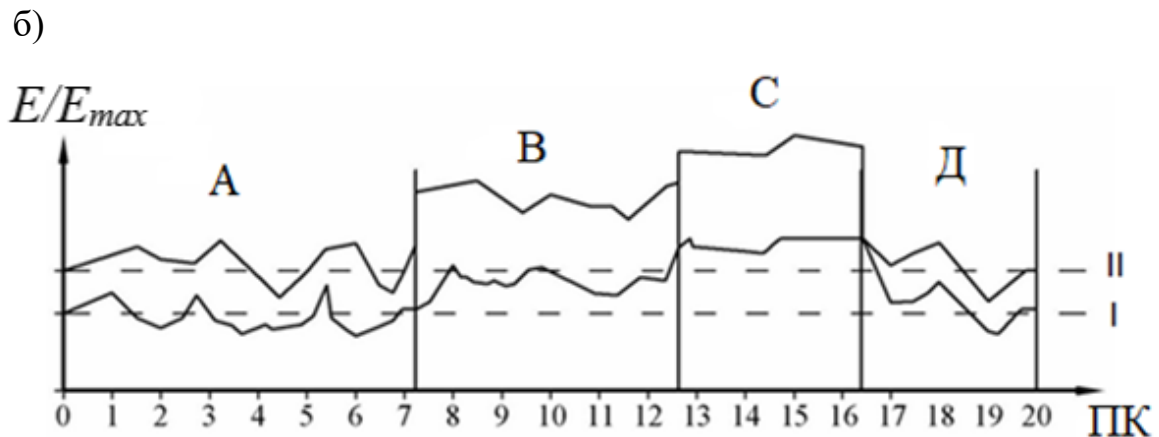


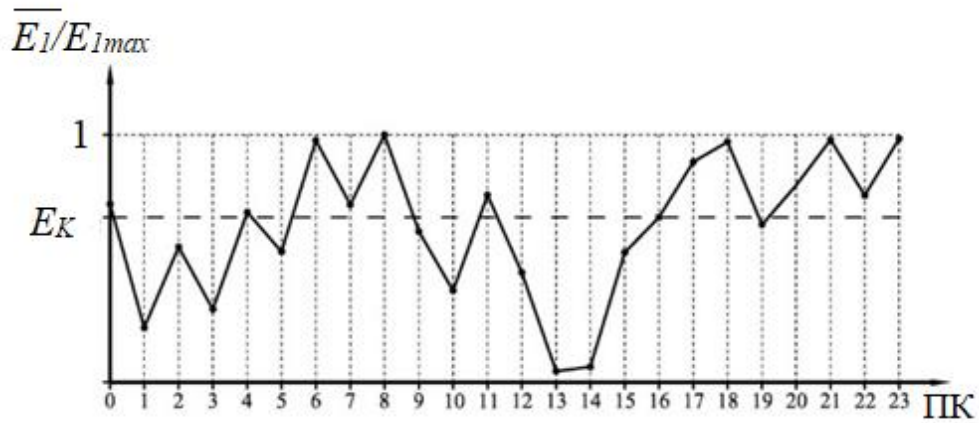
Рис. 2.5. Умовні варіації експлуатаційних витрат на різних стадіях впливу лави на стан виробки (I – експлуатаційні витрати при менших капітальних вкладеннях, II – експлуатаційні витрати при більших капітальних вкладеннях); а – виробка, що не експлуатується повторно; б – виробка, що експлуатується повторно

Таким чином, критерій витратності для конкретної виробки суттєво залежить від капітальних і експлуатаційних витрат на стадії А, коли протяжна виробка пройдена на всю довжину і витримує тиск гіршого навантаження, характерного для гірничо-геологічних умов, що розглядаються. Для цього потрібно було накопичити статистичні дані щодо експлуатації однієї з характерних виробок.

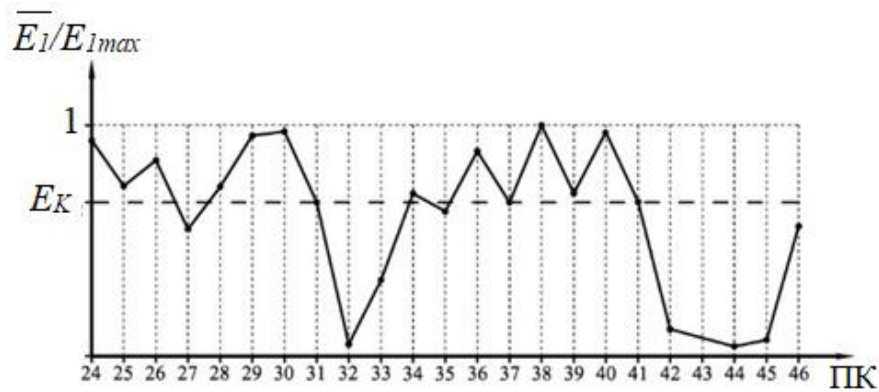
В процесі обстеження виробок встановлено, що основні обсяги ремонтних робіт пов'язані з підриванням порід підосви і заміною підсилюючих елементів (ремонтин, кострів). Аналіз отриманих даних (на прикладі 4-го конвеєрного штреку пласта  $m_4^2$ ) був виконаний в відносних одиницях. Для цього вартість ремонтних робіт на  $i$ -му пікеті ( $E_{li}$ ) була віднесена до максимальної ( $E_{lmax}$ ) величиною для даної виробки, тобто:  $\bar{E}_l = \frac{E_{li}}{E_{lmax}}$ .

Як випливає з рис. 2.6. відносно попікетна зміна вартості (обсягів) ремонтних робіт по довжині виробки носить випадковий характер і може розглядатися як випадкова функція.

а)



б)



в)

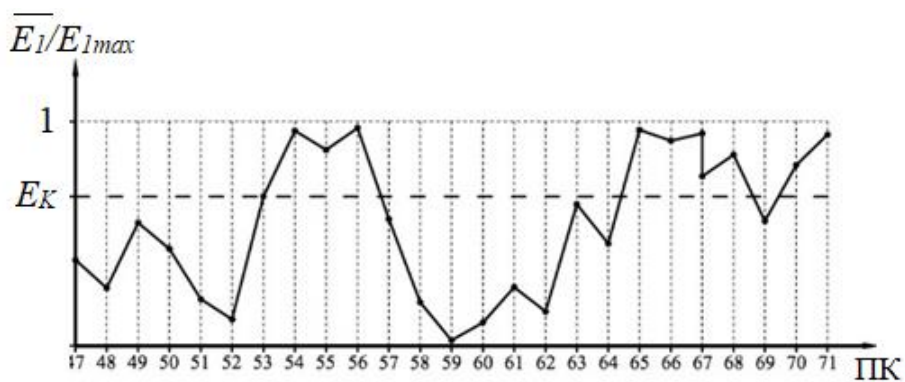


Рис. 2.6. Розподіл відносних обсягів ремонтних робіт (вартості) попікетно по довжині виробки: ПК – номер пікету;

а) – пікети 0-23; б) – пікети 24-46; в) пікети 47-71

Аналіз структури такої функції показав, що розподіл обсягів ремонтних робіт, як випадкових величин, достатньо близько підпорядковується нормальному закону (рис. 2.7), а сама функція є ергодичною (рис. 2.8). Це дозволяє віднести її до випадкових функцій, що є стаціонарними. Математичний апарат щодо стаціонарних випадкових функцій достатньо глибоко розроблений у роботах К.С. Вентцель [10], О.О. Свешнікова [11], а прикладні аспекти щодо геомеханіки розглянуті у роботах Л.Я. Парчевського, О.М Шашенка і О.О. Сдвижкової [2, 12]. Методику, яку викладена у роботах [2, 12], що дозволяє оцінювати стійкість протяжних виробок, як стохастичних об'єктів, буде використано у подальших дослідженнях відносно конвеєрних виробок, які планується використовувати повторно.

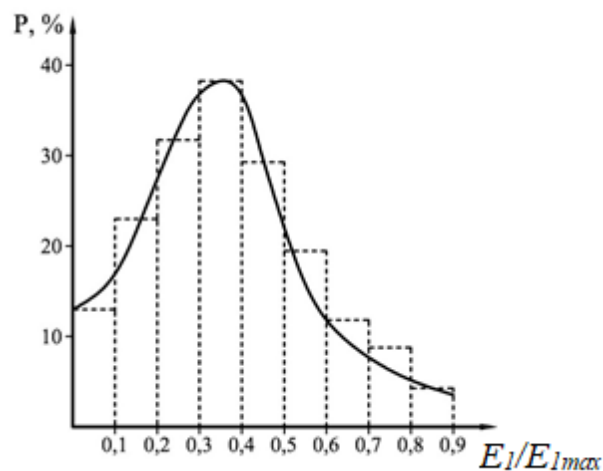


Рис. 2.7. Розподіл обсягів ремонтних робіт як випадкових величин

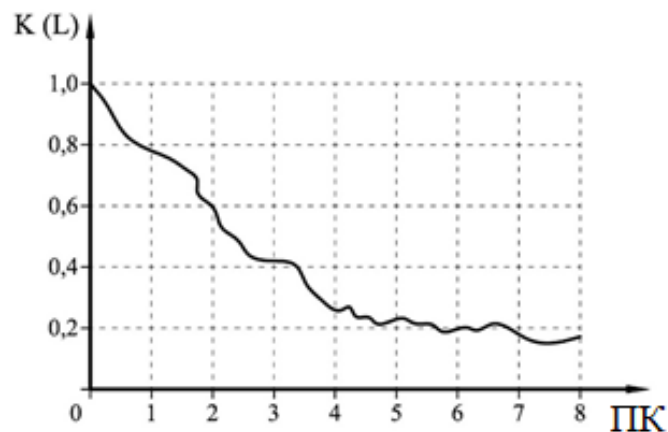


Рис. 2.8. Автокореляційна залежність зміни відносних обсягів ремонтних робіт

### по довжині виробки

Встановлені ймовірнісно-статистичної закономірності дозволяють розглядати геомеханічні процеси, що розвиваються навколо підготовчих виробок, як стохастичні, на основі чого може бути сформульована задача обґрунтування критерію доцільності їх повторного використання. Для цього припустимо, що актуальний рівень ремонтних робіт в підготовчій виробці, яка буде використовуватися повторно, не повинен бути перевершений деякого граничного значення в процесі її експлуатації ( $E_K$  на рис. 2.5). Тоді задача визначення такого рівня може бути сформульована як задача про те, що випадкова функція не повинна перетинати деякий наперед заданий рівень  $E_K$ . У теорії ймовірностей така задача відома як задача про викиди випадкової функції за заданий рівень [2]. В результаті її рішення має бути обґрунтоване кількісне значення такого рівня, що дозволить визначити і той максимальний сумарний обсяг ремонтних робіт, при якому повторне використання підготовчих виробок буде доцільним.

#### **2.4. Кількісна оцінка критерію повторного використання підготовчих виробок**

В результаті натурних обстежень конвеєрних виробок шахти «Краснолиманська» встановлено, що обсяги ремонтних робіт по довжині штреків змінюються випадковим чином від пікету до пікету. Ці зміни в тій чи іншій мірі стосуються і витрат на проведення виробок -  $K_1(L)$ , і витрат експлуатаційних -  $E_1(L)$ . Тут  $L$  - довжина виробки. Ставлення цих величин витрат утворюють нову випадкову величину – коефіцієнт витратності:

$$K_B(L) = \frac{E_1(L)}{K_1(L)}. \quad (2.1)$$

Величина  $K_B(L)$  не повинна перевищувати певний економічно доцільний рівень  $\bar{K}_B$ , який для розглянутих гірничо-геологічних умов є не випадковою величиною, що вимагає відповідного обґрунтування. Граничне значення цієї величини не повинно перевищувати одиницю, тобто:  $\bar{K}_B \leq 1$ . У такому випадку

вартість ремонтних робіт на довільно вибраному пікеті не буде перевищувати капітальні витрати, що є гранично припустимим випадком.

Вираз (2.1), по суті, є ймовірно-статистичною моделлю будь-якої протяжної виробки, яка відображає економічний зміст досліджуваного об'єкта. Реалізація параметра  $K_3$  по довжині виробки утворює випадкову функцію  $K_B(L)$ . Стан виробки знаходиться в прямій залежності від основних статистичних характеристик цієї функції, що визначаються перетворенням випадкових функцій  $K_I(L)$  і  $E_I(L)$ . Ці перетворення зводяться до наступного: при відомих характеристиках випадкових функцій  $K_I(L)$  і  $E_I(L)$  визначити математичне сподівання, дисперсію і кореляційну функцію коефіцієнта витратності  $K_B(L)$ .

Вираз (2.1) є нелінійним і його необхідно привести до лінійного вигляду. Для цього згідно з методикою О.М. Шашенка [2, 12] розкладемо функцію (2.1) в ряд Тейлора в околиці математичних очікувань  $m_{K_1}$  і  $m_{E_1}$  і обмежимося членами розкладання не вище першого ступеня:

$$K_B(L) = \frac{m_{K_1}}{m_{E_1}} \left[ 1 + \frac{K_1(L)}{m_{K_1}} - \frac{E_1(L)}{m_{E_1}} \right]. \quad (2.2)$$

Відповідно до [10] математичне очікування  $m_K$  випадкової функції  $K_B(L)$  і її кореляційна функція  $K_B(L)$  визначаються наступними формулами:

$$m_K = \frac{m_{K_1}}{m_{E_1}}, \quad (2.3)$$

$$K_B(L) = \frac{1}{m^2_K} \left[ K_{K_1}(L, L') + \frac{m^2_{K_1}}{m^2_{E_1}} K_{E_1}(L, L') \right], \quad (2.4)$$

де  $K_K(L, L')$  и  $K_{E_1}(L, L')$  - кореляційні функції відповідних випадкових функцій.

Дисперсія коефіцієнта стійкості  $D_K$  може бути визначена через дисперсії випадкових функцій  $K_I(L)$  и  $E_I(L)$  при  $L=0$ :

$$D_K = \frac{1}{m^2_{K_1}} \left[ D_{K_1} + \frac{m^2_{K_1}}{m^2_{E_1}} D_{E_1} \right]. \quad (2.5)$$

Таким чином, основні характеристики випадкової функції  $K_B(L)$  визначені.

Відповідно до (2.1) виробка не підлягає повторному використанню, якщо  $K_B(1) < 1$ .

Граничне значення коефіцієнта витратності  $\bar{K}_B$  є не випадковою величиною. Він являє собою параметр, що визначає кордон, на якому відбувається перехід складної взаємодії системи «кріплення - породний масив» в нестійкий стан, ліквідувати який можна тільки за допомогою ремонтних робіт. Економічно доцільним з точки зору ремонтпридатності будуть ті ділянки виробки, де коефіцієнт витратності менше граничного. Завдання оцінки доцільності повторного використання виробки, пройденої в неоднорідному породному масиві, зводиться до наступного: визначити середню довжину ділянок виробки, що підлягають раціональному ремонту, тобто потрібно визначити середню довжину перебування випадкової функції  $K_B(L)$  вище заданого рівня, що дорівнює  $\bar{K}_B$ .

Середня довжина перебування функції  $K_B(L)$  вище заданого рівня представляє ту частину виробки –  $L_B$ , яка знаходиться в економічно витратному стані (див. рис. 2.9), тоді відношення

$$\omega = \frac{\bar{L}_3}{L}, \quad (2.6)$$

де  $L$  – вся довжина виробки,  $\bar{L}_3$  – сумарна довжина ділянок, що потребують ремонту, є кількісною оцінкою ремонтної придатності виробки: при  $\omega = 1$  виробка має повну нестійкість і потребує ремонту, при  $\omega = 0$  виробка не вимагає ремонту.

Завдання установлення тривалості перебування випадкової функції вище заданого рівня формулюється як задача про викиди за заданий рівень. Для стаціонарних випадкових функцій вона вперше була вирішена Д. Райсом [11].

Тимчасові процеси в підземних виробках протікають в одному напрямку, коли деформації приконтурного масиву в конкретному перетині зростають від нуля до кінцевої величини, при якій може відбутися або не відбутися часткова або повна втрата стійкості. Практичну цікавість представляє оцінка стійкості виробки на кінцевій стадії її використання, тому фактор часу в поставленому завданні не враховується і єдиним аргументом функції є довжина виробки –  $L$ .

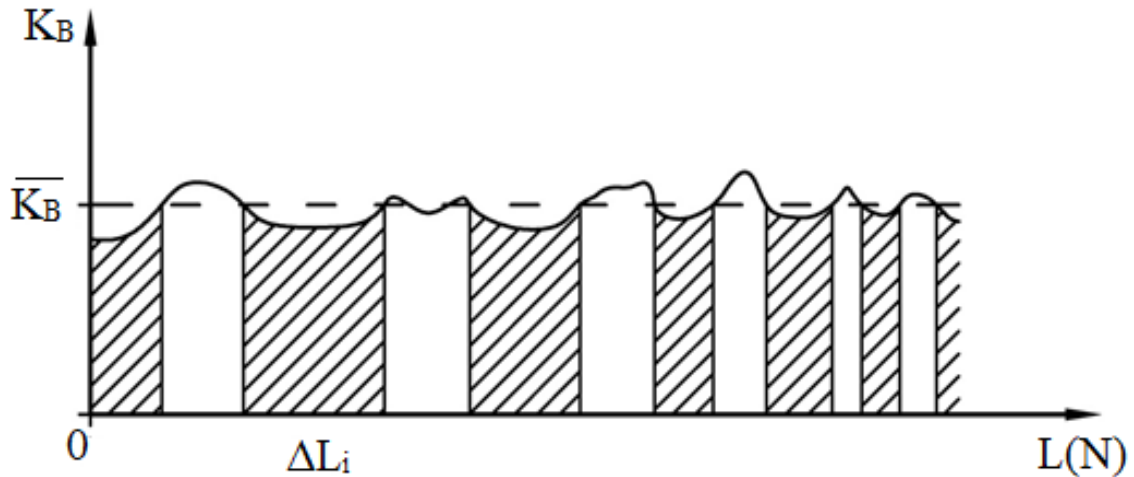


Рис. 2.9. Зміни величини коефіцієнта витратності по довжині виробки

З методикою О.М. Шашенка [2, 12] розіб'ємо виробку по довжині на  $n$  рівних за величиною малих відрізків  $\Delta L_i$ , кожен з яких розташований поблизу координати  $L_i$ . Величини цих інтервалів будемо вважати настільки малими, що випадками, коли функція  $(K_B(L) - K_3)$  змінює знак всередині їх, можна знехтувати. Імовірність того, що в  $i$ -му інтервалі значення випадкової функції  $K_B(L)$  буде вище при відомій умовній щільності ймовірностей  $p(K_B/L_i)$  значень  $K_B$  та фіксованого значення  $L_i$ , може бути визначена за формулою

$$p[K_y(L_i) > \bar{K}_B] = \int_{K_3}^{\infty} p(K_B/L_i) dK. \quad (2.7)$$

Введемо в розгляд систему випадкових величин  $\Delta i$ , кожна з яких дорівнює відповідному інтервалу  $\Delta L_i$  або нулю в залежності від того, чи буде в цьому інтервалі випадкова функція більше або менше. У цьому випадку загальна довжина ділянок виробки, на яких значення  $K_y$  перевищують заданий рівень  $\bar{K}_B$ , дорівнює:

$$L_0 = \sum_{i=1}^n \Delta i. \quad (2.8)$$

Оскільки ймовірність реалізації перевищення для  $i$ -го інтервалу визначається виразом (2.7), то середнє значення загальної довжини визначиться наступним чином



$$\bar{L}_3 = \int_0^L p[(K_B / L_i) \gg \bar{K}_B] dL,$$

або з урахуванням (2.7) отримаємо

$$\bar{L}_3 = \int_0^1 \int_{K_B}^{\infty} p[(K_B / L_i) \gg \bar{K}_B] dK_B dL, \quad (2.9)$$

Тоді відповідно до (2.6) імовірнісний показник стійкості можна визначити за формулою

$$\omega = \frac{1}{L} \int_0^1 \int_{K_3}^{\infty} p[(K_B / L_i) \gg \bar{K}_3] dK_B dL. \quad (2.10)$$

Раніше було доведено, що функція  $K_B(L)$  є стаціонарною. У цьому випадку щільність розподілу значень функції не залежить від  $L$  і тоді інтегрування по  $L$  зводиться до множення на  $L$ . В результаті отримаємо

$$\omega = \int_{K_3}^{\infty} p(K_B / L_i) dK_B. \quad (2.11)$$

Статистична обробка результатів натурних вимірювань показника стійкості протяжних виробок на шахті «Краснолиманська», закріпленої металевим кріпленням, показала, що сукупність його випадкових значень має закон розподілу близький до нормального, аналітичний вираз якого має такий вигляд:

$$p(K_y) = \frac{1}{\sigma_K \sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{K_y - m_K}{2\sigma_K^2}\right), \quad (2.12)$$

Після підстановки (2.12) в (2.11) та інтегрування, отримаємо

$$\omega = 1 - \Phi\left(-\frac{K_y - m_K}{2\sigma_K}\right), \quad (2.13)$$

де  $\Phi(t)$  – функція Лапласа

$$\Phi(t) = \frac{1}{2\pi} \int_{-\infty}^x e^{-\frac{t^2}{2}} dt, \quad (2.14)$$

табульована в такому вигляді у [3]:

$$t = \frac{\bar{K}_B - m_k}{\sigma_k}. \quad (2.15)$$

Представимо показник стійкості через коефіцієнт відносної варіації

$$\omega = 1 - \Phi\left(\frac{\bar{K}_B - m_k}{\eta_k m_k}\right). \quad (2.16)$$

Вираз (2.14) є основним при обґрунтуванні економічно доцільності повторного використання підготовчих виробок.

Для практичних цілей становить інтерес середнє значення коефіцієнта витратності  $m_k$ , при якому забезпечується ремонтпридатність виробки із заданим показником  $\omega$ , тобто

$$m_k = \bar{K}_B - \sigma_k \arg \Phi(1 - \omega), \quad (2.17)$$

де  $\arg \Phi(1 - \omega)$  – аргумент функції  $\Phi$  при її значенні, що дорівнює  $1 - \omega$ .

З формули (2.17) можна визначити граничне значення коефіцієнта витратності, створивши умови з заздалегідь відомим значенням  $m_k$  і визначивши з шахтних спостережень показник стійкості  $\omega$ . Воно визначається виразом:

$$K_B = m_k + \sigma_k \arg \Phi(1 - \omega). \quad (2.18)$$

Аналіз отриманих залежностей витратності  $\omega$  дозволяє, перш за все, оцінити стан виробки. В натурних умовах він може бути визначений, як відношення експлуатаційних витрат до капітальних.

З (2.18) випливає, що граничне значення коефіцієнта витратності є комплексною характеристикою конкретної виробки, що відображає середній рівень навантаження конкретного кріплення і його несучу здатність, гірничо-геологічні умови і спосіб проведення, а також відповідність стану виробки вимогам правил безпеки. Встановлення оптимального значення цієї величини для різних гірничо-геологічних умов являє собою непросту і трудомістку задачу, мета якої полягає в обґрунтуванні достатнього значення запасу міцності проєктованого кріплення, що забезпечує відповідний рівень витрат на його установку і подальший ремонт виробки.

## **2.5. Оптимальне проектування підготовчих виробок вугільних шахт, які використовуються повторно**

Проектування повторно використовуваних підготовчих виробок, що складається у встановленні форми поперечного перерізу, розмірів, виборі кріплення відповідної несучої здатності і оснастки, ґрунтується на даних гірничо-геологічних вишукувань, обсяг яких, як правило, завжди обмежений. Недосконалість розрахункових методів і недолік вихідних даних компенсується введенням в розрахунок різного роду поправочних коефіцієнтів. Вважається, що запроектована таким чином виробка забезпечить безремонтний її стан на першому етапі свого існування і можливість повторного використання на другому. Однак породне середовище, якщо навіть воно складається з однієї літологічної різниці, істотно неоднорідне в просторі, нерівномірно обводнене, містить системи тріщин, слабкі контакти та інші послаблюючі дефекти. З ростом глибини розробки все чіткіше проявляється тенденція гірських порід до нерівномірного витіснення з боку підосви виробок. Заходи, спрямовані на запобігання цього процесу, виконуються, як правило, вже при проведенні виробок і заздалегідь не враховуються.

Таким чином, вплив випадкових факторів призводить до того, що в процесі експлуатації або навіть в період спорудження підготовчої виробки, для забезпечення експлуатаційної можливості доводиться ремонтувати, що істотно збільшує її вартість.

Стійкість протяжних гірничих виробок в умовах великого числа взаємно впливаючих випадкових факторів може бути забезпечена двома шляхами: 1) встановленням у виробці кріплення з такою несучою здатністю, щоб були враховані самі несприятливі умови навантаження з одночасним виконанням заходів, спрямованих на зміцнення або розвантаження приконтурного породного масиву; 2) установкою менш дорогого кріплення з більш низькою несучою здатністю з тим, щоб згодом окремі ділянки виробки, що втратили стійкість, піддавалися ремонту і підсилення. Оптимальним чином буде запроектована та повторно використовувана виробка, витрати на спорудження і підтримку якої будуть мінімальними.

Кількісно придатність виробки до повторного використання може бути оцінена коефіцієнтом витратності, який дорівнює відношенню:

$$K_B(L) = \frac{E_1(L)}{K_1(L)}, \quad (2.19)$$

де,  $E_1$  – витрати на ремонт виробки,  $K_1$  – витрати на спорудження виробки.

Істога завдання відображено на статистичній моделі виробки (рис. 2.10), де по осі ординат відкладений коефіцієнт витратності –  $K_B$ , а вісь абсцис збігається з довжиною виробки  $L$ .

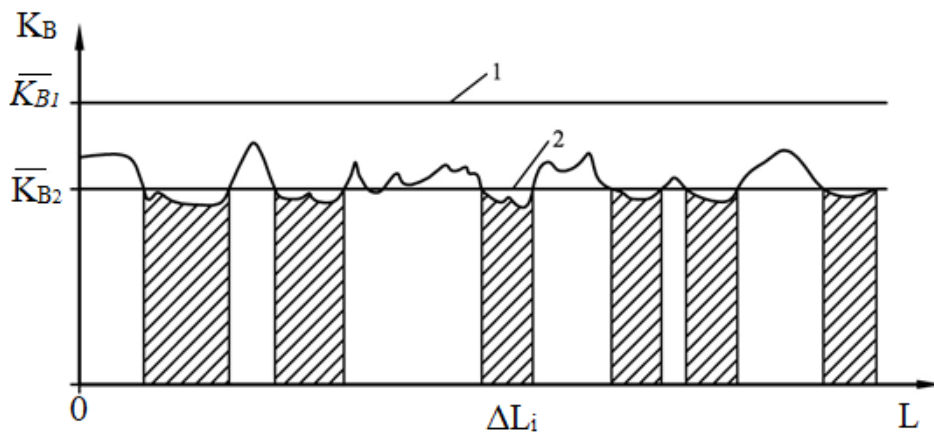


Рис. 2.10. Стохастична модель протяжної виробки

Прямі 1 і 2 - це граничне значення коефіцієнта витратності відповідно за першим та другим варіантами. Видно, що реальна величина коефіцієнта стійкості  $K_B(L)$  в першому випадку не перевищує рівня 1, отже, виробка повинна перебувати в дуже нестійкому, що вимагає великого обсягу відновлення стані.

У другому випадку лише на окремих ділянках виробка  $\Delta L_i$  коефіцієнт стійкості перевищить граничне його значення і буде потрібно виконання меншого обсягу ремонтних робіт. В ході виконання завдання потрібно визначити таке значення, при якому сумарні витрати на проведення і ремонт виробки будуть мінімальними.

Вартість 1 м довжини вироблення складається в основному з вартості її проведення ( $K$ ) і підтримки ( $E$ ), тобто

$$C = K + E. \quad (2.20)$$

Раніше [12], було встановлено, що граничне значення коефіцієнта витратності, за умови, що його величина змінюється по довжині виробки випадковим чином за нормальним законом розподілу, може бути представлений таким виразом:

$$\bar{K}_B = m_k + \sigma_k \arg \Phi(\omega_0). \quad (2.21)$$

Тут  $m_k$  і  $\sigma_k$ , відповідно, математичне очікування і дисперсія коефіцієнта витратності,  $\omega_0$  - показник стійкості виробки, чисельно рівний відношенню частині виробки  $L_p$ , що не ремонтується, до загальної її довжині:

$$\omega_0 = \frac{L - L_p}{L}. \quad (2.22)$$

Залежність  $\arg \Phi(\omega_0)$  можна представити в більш простому вигляді, допустивши при цьому незначну похибку (рис. 2.11). Тоді залежність (2.17) буде виглядати наступним чином:

$$\bar{K}_B = m_k + a\sigma_k(\omega_0 - 0,5)^3, \quad (2.23)$$

де коефіцієнт  $a=30$ .

З (2.23) випливає, що граничне значення коефіцієнта витратності є нелінійною функцією його першого і другого статистичних моментів, а також показника стійкості  $\omega_0$ . Для визначення екстремуму цієї функції візьмемо першу похідну по  $\omega_0$ :

$$\frac{d\bar{K}_B}{d\omega_0} = a\sigma_k(3\omega_0^2 - 3\omega_0 + 0,75). \quad (2.24)$$

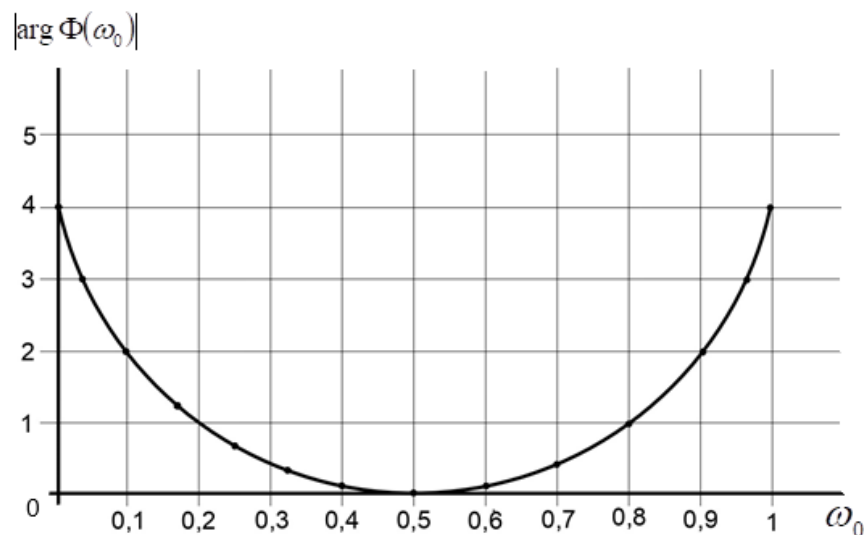


Рис. 2.11. Апроксимація залежності  $\arg\Phi(\omega_0)$ :

• - точне значення функції, — - її апроксимація [2, 12]

Отримане в результаті квадратне рівняння прирівнюємо нулю:

$$\frac{d\bar{K}_B}{d\omega_0} = a\sigma_k(3\omega_0^2 - 3\omega_0 + 0,75) = 0, \quad (2.25)$$

звідки випливає, що  $\omega_0 = 0,5$ .

Таким чином, для того, щоб забезпечити найменше значення коефіцієнта витратності, необхідно, щоб показник стійкості виробки не перевищував значення 0,5, тобто ремонтні роботи повинні виконуватись на ділянках, сумарна довжина яких не перевищує половини загальної довжини виробки.

## Висновки до розділу 2

1. Виконано аналіз гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов відпрацювання вугільних пластів та собівартості готової продукції на шахті «Краснолиманська», що дозволило зробити наступні висновки а визначити напрям досліджень:

- в умовах зростання цін на електроенергію і збільшення зарплати собівартість вугільної продукції шахти має тенденцію до зростання;
- істотний шлях до зниження собівартості лежить в повторному використанні підготовчих виробок і зниження експлуатаційних витрат при їх утриманні.

2. Робота, що полягає у обґрунтуванні технології забезпечення стійкості транспортних штреків з метою їх повторного використання, включає натурні дослідження процесу деформування приконтурного породного масиву на різних етапах його існування по відношенню до розташування лінії очисного вибою лави, що посувається в просторі і часу. Встановлені таким чином закономірності повинні відображатись у геомеханічних моделях, на основі яких будуть обґрунтовані параметри технології забезпечення стійкості виробок, що використовуються повторно. Наступний етап досліджень полягає у практичному

використанні отриманих рекомендацій для проектування реальних виробок та їх подальшої експлуатації.

3. Запропоновано ймовірно-статистичну модель протяжної підготовчої виробки, яка проектується під повторне використання.

4. Задача визначення граничного рівня експлуатаційних витрат, як критерію економічної доцільності повторного використання підготовчих виробок, сформульована у вигляді задачі про викиди випадкової функції за визначений рівень.

5. Поставлено та розв'язано задачу про економічно доцільне проектування систем кріплення і охоронної конструкції, що дозволяє виправдано використовувати конвеєрні штреки повторно.

6. Отримано залежності, що дозволяють для конкретних гірничо-геологічних умов отримати граничне значення коефіцієнту витратності, при якому економічно доцільно повторне використання підготовчих виробок.

7. Доказано, що величина коефіцієнта витратності знаходиться в нелінійній залежності від показника стійкості виробки і незалежно від гірничо-геологічних умов розробки не повинен перевищувати 0,5.

8. Результати аналізу і обґрунтувань за матеріалами розділу 2 опубліковані в друкованих роботах [13, 14].

### СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Отчет о нир мон украины гвуз «нгу»; руководитель а.н. шашенко; н.в. хозяйкина, а.о. логунова, с.н. гапеев, а.в. скобенко и др. – шифр темы 050403. – днепро, 2016. – 113 с.

2. Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А. Некоторые задачи статистической геомеханики. – Киев, Изд-во «Пульсары», 2002. – 302 с.

3. Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Смирнов А.В. Пучение пород почвы в выработках угольных шахт. – Днепропетровск, Изд-во «ЛизуновПресс», 2015. – 256 с.

4. Гапеев С.Н. Моделирование и прогноз геомеханических процессов в выработках глубоких шахт. : дис. ... докт. техн. наук: спец. 05.15.09 / Гапеев С. Н.– Днепропетровск -2014. - 335 с.

5. Гапеев С. Н. Критериальная величина остаточного сечения конвейерного штрека, используемого повторно / С. Н. Гапеев, А. Е. Григорьев, А.О. Логунова. // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва Кременчуцького національного університету ім.. М. Остроградського. – Кременчук: КрНУ, 2015. – Випуск 2 (16). – С. 90-99

6. Логунова А.О. Управление геомеханическими процессами в окрестности подземных выработок с помощью анкерных систем / Логунова А.О. // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва Кременчуцького національного університету ім.. М. Остроградського. – Кременчук: КрНУ, 2014. – Випуск 1 (13). – С. 89-96.

7. Солодянкин А.В., Машурка С.В., Дудка И.В. К вопросу об эффективности повторного использования выработок в сложных геомеханических условиях // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. – 2015. – № 2 (16). – С. 99-109.

8. Попович И.Н. Исследование эффективности элементов крепления и охраны выемочных выработок в условиях шахты «Партизанская» ГП «Антрацит» / Е.А. Сдвижкова, А.В. Солодянкин, И.Н. Попович, И.В. Дудка // Форум гірників-2014: Матеріали міжнародної конференції 1-4 жовтня 2014 р. Т. 2. Геомеханіка і геотехніка. – Дніпропетровськ: РВК НГУ. – 2014. – С. 97- 103.

9. Попович И.Н. Обоснование параметров способа охраны выработок для повторного использования на ОП «Шахта «Комсомольская» ГП «Антрацит» / И.Н. Попович // Міжнародна науково-технічна конференція «Сталий розвиток промисловості та суспільства» 21 травня, 2015 р. Т. 1. – Криворізький національний університет. - 2015. – С. 20-21.

10. Вентцель е.с. теория вероятностей: учеб. Для вузов. 6-е изд. Стер. – м.: высш. Шк., 1999. – 576 с.



11. Свешников а.а. - прикладные методы теории случайных функций. – м: наука, 1968 – 463с.

12. Шашенко, А.Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве [Текст]: дисс....докт. техн. наук.: 05.15.04; 05.15.11 / Шашенко Александр Николаевич. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.

13. Дубовик А.И. К вопросу о выборе критерия целесообразности повторного использования подготовительных выработок угольных шахт / А.О. Логунова, А.И. Дубовик, А.Ю. Король // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників - 2018», 10.10 - 13.10.2018 р. Геомеханіка і геотехніка. – Дніпро: Середняк Т.К.: НТУ «Дніпровська політехніка», 2018. – С. 125 – 127.

14. Дубовик А.И. Обоснование критерия целесообразности повторного использования подготовительных выработок угольных шахт / А.Н. Шашенко, А.И. Дубовик // Вісті Донецького гірничого інституту – 2016. - № 1(38). – С. 95-100.

### РОЗДІЛ 3

## НАТУРНІ ВИМІРЮВАННЯ У ПІДГОТОВЧИХ КОНВЕЄРНИХ ВИРОБКАХ ДП «ШАХТА «КРАСНОЛИМАНСЬКА»

### 3.1. Оцінка стану підготовчих виробок шахти і методика шахтних вимірювань деформацій при контурного породного масиву

3.1.1. Візуальне обстеження проводилось з метою якісної оцінки стану виробок, оцінки якості установки кріплення, виявлення найбільш характерних видів проявів гірського тиску. Обстеження виконувались вимірювальною групою з двох чоловік попідкетно. Напрямок руху групи по виробці - від устя до вибою.

При обстеженні стану виробок встановлюється:

- загальний фактичний стан виробки;
- відповідність кріплення паспорту кріплення;
- фактичний стан кріплення на момент обстеження;
- характер порушення кріплення та її елементів (при наявності);
- форма переважаючих проявів гірського тиску, по можливості - їх

кількісна оцінка (оцінка величини зсувів породного контуру; величини здимання порід підосви і т.п.);

- особливості обстежуваної ділянки (перетин геологічного порушення, ділянки вивалів і висипань порід, що мали місце при проведенні виробки, ділянки локального підвищеного водопроявлення і т.п.).

Одним із важливих параметрів, що інтегрально характеризує стан протяжних виробок, є показник стійкості (ремонтованості), який являє собою відношення сумарної довжини ділянок виробки, що потребують ремонту, до загальної довжини виробки тобто

$$\omega = \frac{\sum L_p}{L}, \quad (3.1)$$

де  $L_p$  - часткова довжина виробок, що потребує ремонту,  $L$  - загальна довжина виробки. Отримана інформація фіксувалась у відомостях обстеження або робочих книжках.

При необхідності здійснюється фото- (відео-) фіксація або замальовка дефектів і руйнувань кріплення, стану вироблення, проявів гірського тиску.

**3.1.2.** Крім якісної і загальної кількісної оцінки стану виробок програма натурних досліджень передбачала проведення інструментальних вимірювань на вимірювальних станціях з метою встановлення закономірностей розвитку гірського тиску у виробках, схильних до впливу очисних робіт, оскільки саме такі виробки є предметом досліджень. Методика виконання інструментальних спостережень повинна, з одного боку, бути досить простою і реалізованою в умовах шахти, а з іншого боку - давати досить точний матеріал для аналізу.

Для виконання натурних спостережень, метою яких є вивчення закономірностей розвитку деформацій контуру підготовчої виробки в часі в залежності від відстані до лави, обрана методика проведення вимірювань на контурних реперах вимірювальних станцій. Дана методика достатньо апробована в різних умовах, і є здійсненою в умовах підготовчих виробок шахти «Краснолиманська». При дотриманні точності вимірювань вона слугує джерелом інформації про величину інтегрального показника, що характеризує стан виробки і характер впливу на виробку геомеханічних процесів. У самому загальному вигляді інструментальні виміри виконуються з метою:

- отримання переміщень контура виробки (контурні реperi);
- переміщень на контурі виробки у породному масиві (глибинні реperi).

Контурна вимірювальна станція являє собою сукупність трьох вимірювальних пунктів (профілів), встановлених на відстані подвійного кроку кріплення уздовж виробки (рис. 3.1).

У якості експериментальної виробки було прийнятий 4-й північний конвеєрний штрек пласта  $m_4^2$ , який на час вимірювань знаходився у стані проходки, і який з часом мав перебувати у всіх стадіях деформування:

- під час проходки поза зоною впливу лави;
- під час впливу лави;
- поза зоною впливу лави;
- після виконання ремонтних робіт (див. рис. 3.1).



Рис. 3.1. Розташування вимірювальної станції у 4-му північному конвеєрному штреку пласта  $m_4^2$

Кожен вимірювальний пункт (профіль) являє собою три контурних репера, один з яких встановлювався в покрівлі приблизно по осі виробки, а два - в борта виробки співвісно один одному, на висоті, зручній для вимірювань (рис. 3.2).

Репер являє собою металевий штир з гаком на вільному кінці, що виходить у виробку, який зручний для фіксації схилу або горизонтального рівня. Штирі за допомогою дерев'яних пробок достатньої довжини фіксуються в спеціально пробурених шпурах довжиною від 0,5 м до 1,0 м. У разі кріплення виробки анкерного або рамно-анкерного кріплення в якості реперів може виступати хвостовики анкерів штатного кріплення, які на вимірювальних пунктах маркуються за допомогою, наприклад, аерозольної фарби, або іншим зручним способом, що забезпечує надійне маркування анкера-репера. Подовжений шпур буриться в тому борту виробки, де розкритий пласт вугілля (див. рис. 3.1), з метою виключити вихід з ладу репера при розвитку відшарувань по поверхні пласта в

зоні впливу очисних робіт. У місці установки реперів міжрамний простір (при рамному сталевому кріпленні) має бути закрита сітчастою затяжкою або повинні бути влаштовані вікна в дерев'яній або ж/б затяжці для виходу вільних кінців реперів.

У місці розгортанні вимірювальної станції паспорт кріплення повинен дотримуватися неухильно.

На кожному вимірювальному пункті вимірювалися величини бічних зміщень щодо центрального виска, підвішеного до реперу в покрівлі (див. параметри  $b_1$ ,  $b_2$  на рис. 3.2), сума яких давала величину горизонтальної конвергенції, а також відстань від горизонтальної лінії натягнутого між бічними реперами джгута (замірного горизонту) до репера в покрівлі і головки найближчого до виска рейки на підшві виробки (див. параметри  $h_1$ ,  $h_2$  на рис. 3.2).

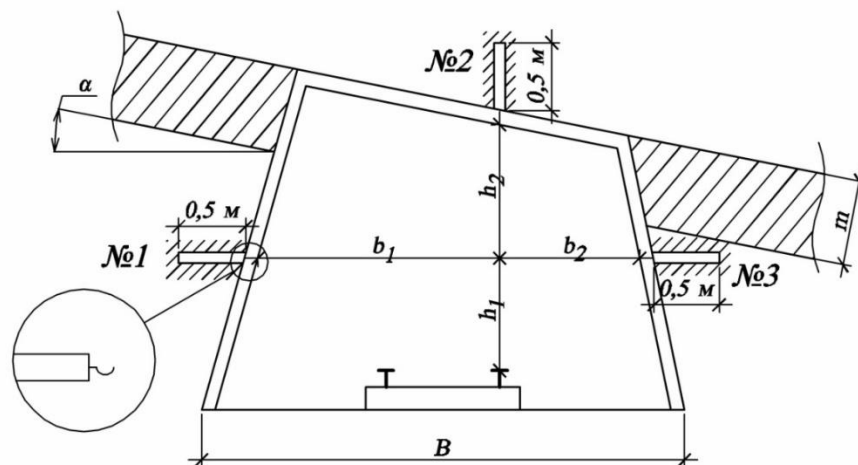


Рис. 3.2. Схема вимірювального пункту 4-го північного конвеєрного штреку пласта  $m_4^2$

У разі деформації положення бічних реперів і неможливості створення вимірювального горизонту при вимірах бралися два виміри - відносно горизонту правого і лівого репера і обчислювалося середнє значення з двох вимірів. Вимірювання проводяться за допомогою лазерної або звичайної рулетки, в разі двохпідходного вимірювання (зліва і справа) використовується будівельний рівень для контролю горизонтальності замірного горизонту від лівого і правого бічних реперів.

Заміри виконує команда з двох чоловік в такий спосіб. По приходу на місце вимірювань на верхній репер вивішується схил, а між бічними реперами натягується джгут замірного горизонту. Якщо відхилення від замірного горизонту буде значним, то виміри виконуються в два проходи - спочатку від замірного горизонту, відкладеного від лівого бокового репера, а потім - від правого репера. Положення таких вимірювальних горизонтів має перевірятися будівельним рівнем. При цьому до подальшої обробки приймається середнє значення з двох виміряних.

Для виконання вимірювань може залучатися персонал маркшейдерської служби шахти, при цьому порядок вимірювань повинен бути ідентичним описаному. У разі використання маркшейдерських приладів (нівелірів) для «відбивання» горизонтального рівня схема двохзахідного вимірювання (послідовно від лівого і правого бокового репера) не застосовується.

Глибинні реperi – у разі потреби виконання таких досліджень – встановлюються в свердловинах і дозволяють контролювати зміщення в глибині масиву на різній відстані від контуру виробки. Глибинні реperi у виробці, що знаходиться в стадії проходки, встановлюються на відстані 3-12 м від її вибою. У разі установки репера глибинної станції у виробці, яка знаходиться в експлуатації, ділянка для установки повинна бути в задовільному стані, зміщення з покрівлі не повинне перевищувати величин, що знаходяться в межах похибки вимірювань.

Для установки глибинних реперів на кожній вимірювальній станції буряться свердловини  $\varnothing 76$  мм. В свердловині з кроком 1,5...2,0 м встановлюються глибинні реperi в кількості, що залежить від її довжини (від 4 до 8 реперів) (рис. 3.3).

Кожен репер складається з якірної частини (рис. 3.4), виконаної зі сталевих дроту  $\varnothing 2$  мм у вигляді пружинного елемента, і вимірювальних тяг із сталевих тросика  $\varnothing 2$  мм. Вузол фіксації якоря і тяги показаний на рис. 3.4 [1].

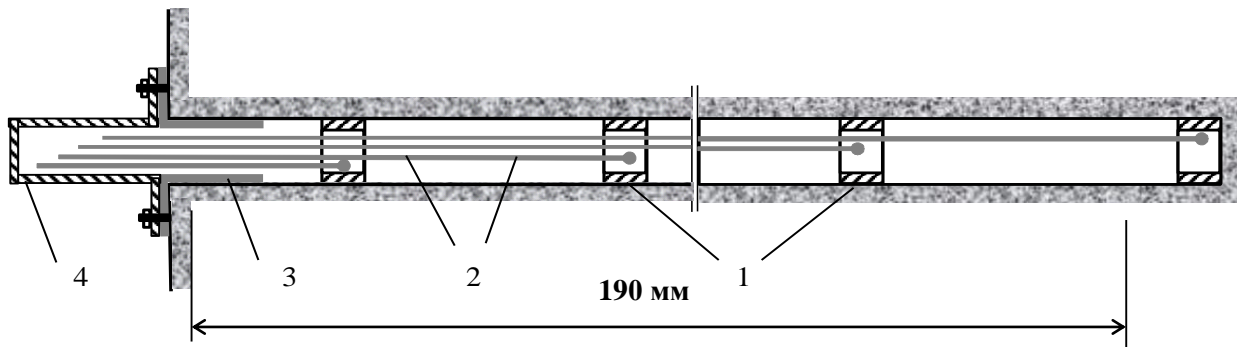


Рис. 3.3. Загальна схема пристрою свердловини глибинного реперу замірної станції: 1 - якірна частина репера; 2 - вимірювальні тяги глибинних реперів; 3 - обсадна труба (за згодою); 4 - кондуктор (за згодою)

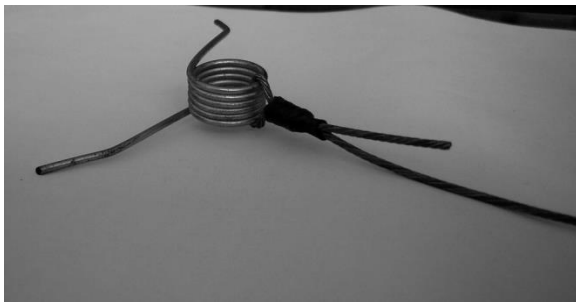


Рис. 3.4. Якірна частина глибинного реперу

Кінцеві частини вимірювальних тяг, які виходять у виробку, забезпечуються мітками, відносно яких беруться заміри. Крім того, кожна тяга маркується для можливості її ідентифікації при виконанні вимірювань.

У початковий момент вимірювань після обладнання свердловини реперами замірник бере перший замір, що фіксує початкове положення міток на тягах реперів відносно найглибшого репера, положення якого вважається незмінним протягом усього часу вимірювання. Отримані результати фіксуються в замірній відомості. Кожен наступний вимір виконується за тією ж методикою, що і

первинний. В дослідженнях, що виконувалися в рамках дисертаційної роботи, виміри деформацій у породному масиві навкруги виробок не планувалися.

### 3.2. Вибір об'єктів дослідження і аналіз результатів натурних обстежень

Аналіз інформації про об'єктивну ситуацію ведення очисних робіт на шахті «КРАСНОЛИМАНСЬКА», показує наступне.

Потужний пласт  $k_5$  в доскидової частини шахтного поля фактично вже допрацьовується, в планах нарізка ще однієї невеликої лави. Існуюча 9 південна лава допрацьовується. Виробки проводять комбайном, арочної форми зі сталевим піддатливим кріпленням з свп-27.

Пласт знаходиться на досить великій глибині (до 1000 м), що, з урахуванням порід покрівлі, які характеризуються опитаними ітп шахти як несприятливі для анкерування через розшарування, нестійкості і обвальності, викликає складності в підтримці штреків в зоні впливу лави, що виражається в тиску на кріплення, на деяких ділянках - її деформації, і значно меншою величиною перерізу виробки в зоні вікна лави.

Для охорони виробки використовують посилююче кріплення у вигляді трапеції (металевий верхняк, дерев'яні стійки і канатні анкери під безперервний поздовжній прогін з свп-27).

Здимання має місце, при цьому з підшви з обводненого пісковика спостерігається досить інтенсивний приплив води. Водоприток з покрівлі є незначним.

Роботи по пласту  $l_3$  на момент обстеження практично не ведуться. Ділянка знаходиться в стадії ліквідації аварії.

Згідно з інформацією, отриманою від технічних служб шахти, прояви гірського тиску при посадках покрівлі в лавах нічим не відрізняються від звичайного лінійного режиму роботи лави при видобутку. Єдиною ознакою посадки покрівлі можна вважати різкий скачок водотоку до рівня 20 м<sup>3</sup>/год з покрівлі на пласті  $k_5$ , який потім відновлюється до звичайних 5-6 м<sup>3</sup>/год.



На момент обстеження стану виробки, вибій лави розташований на пк 18+10 м. Виробку пройдено вприсічку до попередньо пройденого і зруйнованого конвеєрного штреку. Ширина присічки – 3м.

Виробка аркової форми поперечного перерізу з залізобетонною затяжкою. Кріплення металеве з профілю свп-27, крок кріплення – 0.5 м. По контуру виробки у покрівлі встановлено два канатні анкери у напрямку виробленого простору (рис. 3.5).

Стан виробки з незадовільним. висота її подекуди не перевищує 1,8-1,5 м, а ширина – 2,0-2,5 м. Спостерігаються окремі металеві рами деформовані настільки, що потребують заміни, як правило, замки піддатливості на них розірвано. Виробка більш деформована зі сторони лави. Здимання порід підосви перевищує 1,0-1,5 м.

Характерні деформації у виробці наведено на рис. 3.6-3.8.

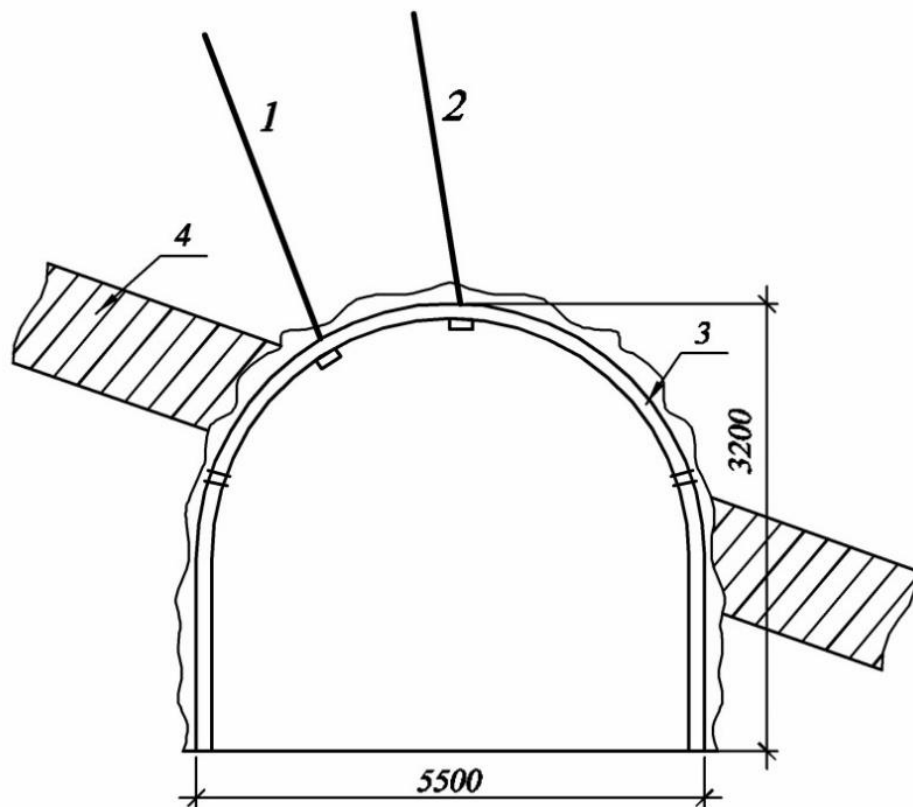


Рис. 3.5. Схема кріплення 4-го північного конвеєрного штреку до перетинання конвеєрного ходка № 1: 1, 2 – канатні анкери; 3 – металева арка із свп-27; 4 – цілик

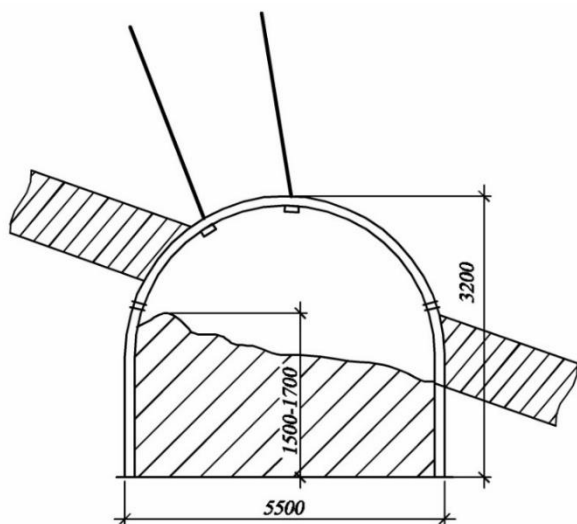


Рис. 3.6. Характерна деформація порід підосви

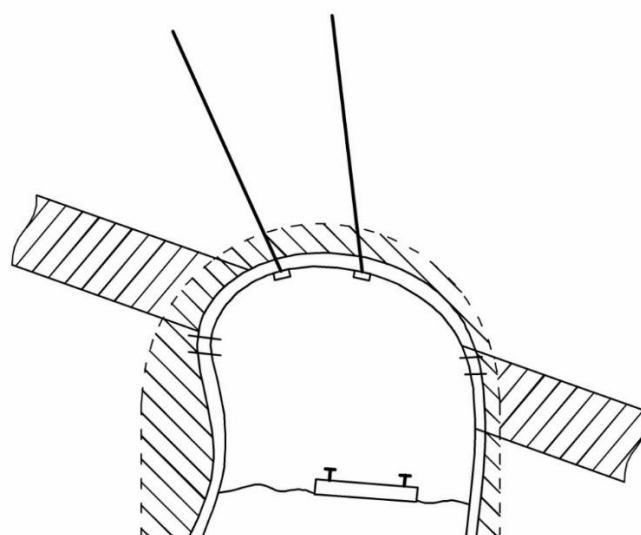


Рис. 3.7. Характерна деформація рам кріплення

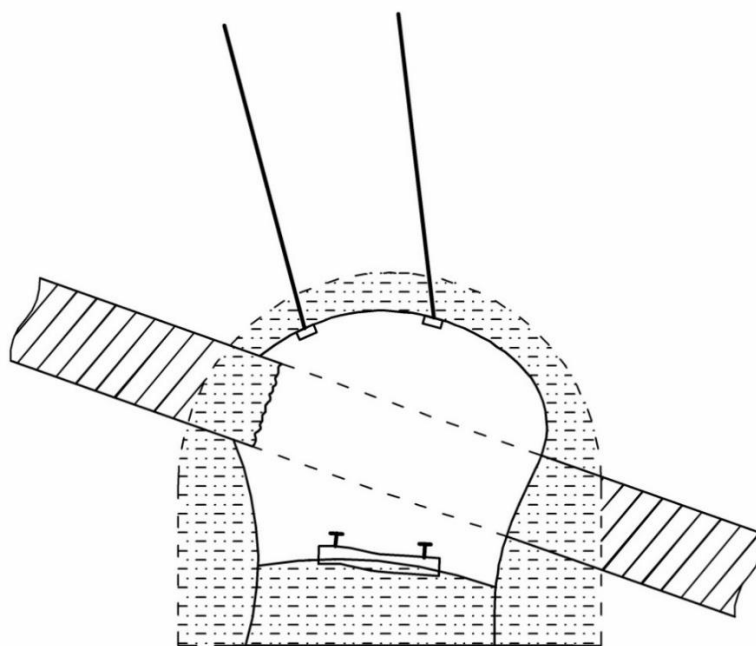


Рис. 3.8. Видавлювання вугілля і порід

3.2.1. Найбільш навантаженим з точки зору видобувних робіт є пласт  $m_4^2$ , де працює на момент обстеження 2 лави - 4 південна і 4 північна. 5 південна лава готується для роботи в режимі спареної з 4 південною лавою, що вимагає спільної експлуатації на цих двох лавах 4 південного конвеєрного штреку. У покрівлі

пласта залягає вапняк, міцність якого дозволяє здійснювати ефективне буріння і установку анкерного кріплення 1 і 2 рівнів

Виробки після перетинання конвеєрного ходка № 1 проводяться комбайном, форма перерізу виробки - трапецієподібної форми. В якості основного кріплення застосовуються сталеполімерні анкери. На відстані до 100 м перед лавою (фактично - до 80 м) встановлюється система посилення, заснована на використанні канатних анкерів.

Вимірювання деформацій контуру 4-го північного конвеєрного штреку пласта  $m_4^2$  почали виконувати під час його проходки з 01.03.2015 року і тривали до 01.03.2016 року. При цьому геомеханічна ситуація змінювалась у часі наступним чином:

- з 01.13.2015 р. По 01.09.2015 р. Виробка знаходилась поза зоною впливу від вибою лави;

- з 01.09.2015 р. До 12.10.2015 р. Поступово відчувався вплив тиску від вибою лави, що потребувало додаткового підсилення кріплення та розширення виробки на 0,6 м;

- з 12.10.2015 р. До 07.12.2015 р. В момент проходу лави додатково підсилено кріплення та викладено костра із шпального бруса з боку лави;

- з 07.12.2015 р. До 01.04.2016 р. Відбувався ремонт виробки, підбивка порід підосви та її підготовка до відпрацювання 5-ї північної лави.

Результати візуального обстеження 4 північного конвеєрного штреку пл.  $M_4^2$  (до пересічення із конвеєрним штреком № 1) наведені нижче.

На момент проведення обстеження положення лави - ПК32 + 18.

З сполучення штреку до вікна лави стан виробки можна охарактеризувати як задовільний: висота виробки відповідає паспорту практично на всьому оглянутому проміжку; кріплення виробки відповідає паспорту; порушень кріплення у вигляді «затягування» анкерів і продавлювання опорних пластин не спостерігається; ступінь навантаження анкерів як в покрівлі, так і в бортах в межах норми (немає продавлювання опорних пластин).

З пк27 (за 60 м перед лавою) виконуються роботи по організації присічки шириною 1,5 м з боку, протилежної лаві, і монтажу кріплення посилення канатними анкерами. Кріплення посилення являє собою металевий верхняк з свп-27 довжиною 5,0 м (починаючи з пк30 + 10), опертий на три дерев'яні стійки-ремонтини; уздовж виробки тягнуть три безперервні нитки профілів свп-27, які підхоплюються канатними анкерами довжиною 7,0 м.

На ділянці пк31 + 1 - пк38 + 10 встановлена система посилення з верхняками довжиною 6,0 м в зв'язку з необхідністю забезпечення безперешкодного виконання технологічних операцій, оскільки система охорони штреку у вигляді органного ряду з двох стійок і накатного костра (смуги) зі шпального бруса шириною 1,0 м монтується безпосередньо у виробці слідом за посуванням мехкріплення очисного комплексу. Оглядом встановлено, що кріплення посилення з такими верхняком не є раціональним, оскільки на всьому протязі ділянки має місце деформація верхняка у вигляді прогину в виробку на величину найменше 0,1 м, руйнування стійок або їх складання, що призводить до суттєвої втрати висоти виробки в порівнянні з іншими ділянками (де довжина верхняка менше 6,0 м). У вікні лави висота виробки сягає 2,0 м.

За лавою на пк34 має місце прогин верхняка на величину не менше 0,15 м, руйнування дерев'яних стійок як в одному ряду (з боку лави), так і в іншому (з протилежного від лави боку), при цьому довжина верхняка кріплення посилення - 6,0 м. За лавою спостерігається інтенсивний капіж, який посилюється при збільшенні інтенсивності посування очисного вибою. У вікні лави і відразу за лавою виконана підривка до шару пісковика в підшві пласта, при цьому породи складують за останній (від лави) ряд ремонтин. Враховуючи, що за найпершим до лави рядом ремонтин монтується накатний костер, прохід можливий тільки в середній частині виробки, де її висота в найвищій її частині (ближче до накатного костру) до рівня підшви становить 1,5 м, а з боку присічки з породою від підривання - 1,1 м. Однак верхній шар на підшві виробки на глибину не менше 0,4 м являє собою вугільну дрібницю, наміту з виробки позаду лави, що надходить

з водою. З досвіду проведення підривання, висота власне здимання порід підшоши на відстані до 20 м за лавою не перевищує 0,15-0,20 м.

На пк37 стійки з боку присічки укладаються в напрямку від лави. При цьому висота в найвищому місці (в проході між ремонтинами) через прогин верхняка довжиною 6,0 м становить 1,35 м, переміщення в цій зоні є важким.

На пк37 + 10 висота виробки в найвищій частині становить 1,6 м; має місце значний прогин верхняка (довжина верхняка - 6,0 м).

Пк38-10 - спостерігається зрушення нижньої частини накатного костра в бік виробки на відстань до 0,5 м; стійки частково покладені в сторону лави. Висота від 1,6 м (біля костра) до 1,45 м (з боку присічки). Капезу помітно менше.

З пк38 + 10 (від 40 м за лавою) і далі встановлюється верхняк довжиною 4,5 м; найбільша висота (біля костра) досягає 1,8 м, прогину верхняка немає. Зрушення нижній частині костра на 0,5 м також має місце. Капезу практично немає.

На ділянці в районі пк39 + 10 має місце геологічне порушення по покрівлі пласта, при цьому висота виробки становить 1,65 м.

З пк39 + 10 до пк41 + 10 - висота виробки 1,8 м, але має місце незначний прогин профілю (його довжина складає 4,5 м); зрушення нижньої частини костра практично відсутнє (до 0,1 м).

На пк41 + 10 має місце видавлювання пачки вугілля з борта присічки, а з боку лави ламаються стійки посилення і видно розчавлений шпальний брус в кострах; висота виробки - 1,8 м.

Починаючи з пк42 висота становить 1,4-1,6 м при паспортній висоті 2,8-3,0 м. Втрата перетину є результатом здимання порід підшоши, а не осідання покрівлі, оскільки стан анкерів свідчить про їх незначне навантаження (опорна пластина опукла, включаючи і канатні анкери), або ж відбувається просідання всієї пачки порід разом із шаром, в якому закріплено канатний анкер. Підтвердити або спростувати цю гіпотезу неможливо.

Починаючи з пк43 прояви гірського тиску є більш значними (лава проходила цей пікет в грудні 2015 р.) - лопається накатний костер, ламаються і укладаються

ремонтини, вичавлюються пачка вугілля вприсічку, має місце здимання порід підосви (анкера не спрацьовують); висота виробки не перевищує 1,6 м.

Подальший детальний огляд виробки не проводився, але візуально на відстані не менше 20 м вона знаходиться в стані, характерному для пк43.

Результати візуального обстеження виробок 9 південної лави пл.  $K_5$  показали наступне.

А). На пк2-пк3 має місце деформація верхняків кріплення, спостерігається спрацювання лівого замка на 0,5-0,7 м.

Для пк4 характерними є значні деформації лівої частини виробки (з боку наближення лави), пошкодження стійок і зтяжок, хвостовики канатних анкерів втягнуті, що вказує на розвиток процесів опускання покрівлі.

На ділянці пк8-пк11 значні зсуви з покрівлі, що відбиваються за рахунок спрацювання замків на величину до 1,0 м.

На ділянці пк12 3 рами мають пошкодження з боку лівого борту виробки.

З пк13 до сполучення з вентиляційним штреком поздовжня балка посилення з свп-27 підтримується сталеполімерними анкерами, а не канатними, крім того, повсюдно спостерігається деформація кріплення з боку лівого борту виробки. Висота виробки в середньому становить 1,8 м.

Б). 9 південний вентиляційний штрек. На момент проведення обстеження положення лави - пк54.

На ділянці з пк51 до пк54 ширина виробки зменшується з 2,1 м до 1,8 м, а висота - з 1,74 м до 1,6 м, що вказує на значний вплив опорного тиску в районі лави.

В). 9 південний конвеєрний штрек. На відстані до 40 м перед лавою початок ділянки установки трапецій, що підсилює кріплення. При цьому на початку ділянки висота виробки становить 2,5 м, тоді як під лавою - тільки 1,6 м. При цьому має місце виположування верхняків тим більше, чим ближче до лави.

Лава стала на перемонтаж. Виробка по пласту  $l_3$  огляду не піддавалися.

Таким чином, аналіз загального стану виробок, що експлуатується в різних гірничо-геологічних умовах показує, що найбільш сприятливими для

впровадження технологічних рішень щодо повторного використання штреків можна вважати умови по пласту  $m_4^2$ .

3.3. Результати натурних вимірів деформацій контуру в 4-му північному конвеєрному штреку пласта  $m_4^2$  (поза зоною впливу лави)

Інструментальні виміри деформацій контуру виробки виконувались на дільниці, яка розташована після конвеєрного ходка № 1 (див. Рис. 3.1) на трьох вимірювальних станціях. Вимірні пункти облаштовувались на відстані 1,0 м від вибою виробки під час її проходки. Вимірювання виконувались протягом двох місяців до стабілізації деформацій породного контуру. Результати вимірювань наведені на рис. 3.9.

Апроксимацію результуючих графіків  $r_1$ ,  $r_2$  здійснено наступними поліноміальними функціями:

Для залежності  $r_1$ :

$$U_{\text{підшві}} = -2e-07t^4 + 2e-05t^3 - 0,0013t^2 + 0,0288t + 0,0057, r^2 = 0,9889, \quad (3.2)$$

Для залежності  $r_2$

$$U_{\text{покрівлі}} = -3e-07x^4 + 4e-05t^3 - 0,0019t^2 + 0,0423t + 0,0114, r^2 = 0,9908. \quad (3.3)$$

Аналіз отриманих залежностей показав, що геомеханічні процеси, які розвиваються навколо виробок, що знаходяться поза зоною впливу лави, є затухаючими. Вони стабілізуються у часі.

Графіки зміщень, що наведені на рис. 3.9, слід розділити на дві частини. Перша частина відповідає 10-ти добам існування вимірного пункту. В цей час зростання переміщень пояснюється тим, що вибій виробки віддаляючись, поступово перестає впливати на напружено-деформований стан породного масиву навколо виробки, переміщення зростають від нуля до 0,22 м у покрівлі і до 0,3 м у підшві.

Друга частина деформацій пов'язана з реологічними явищами, коли кінцеві переміщення у покрівлі зростають до 0,27 м, а у підшві до 0,43 м [2, 3].

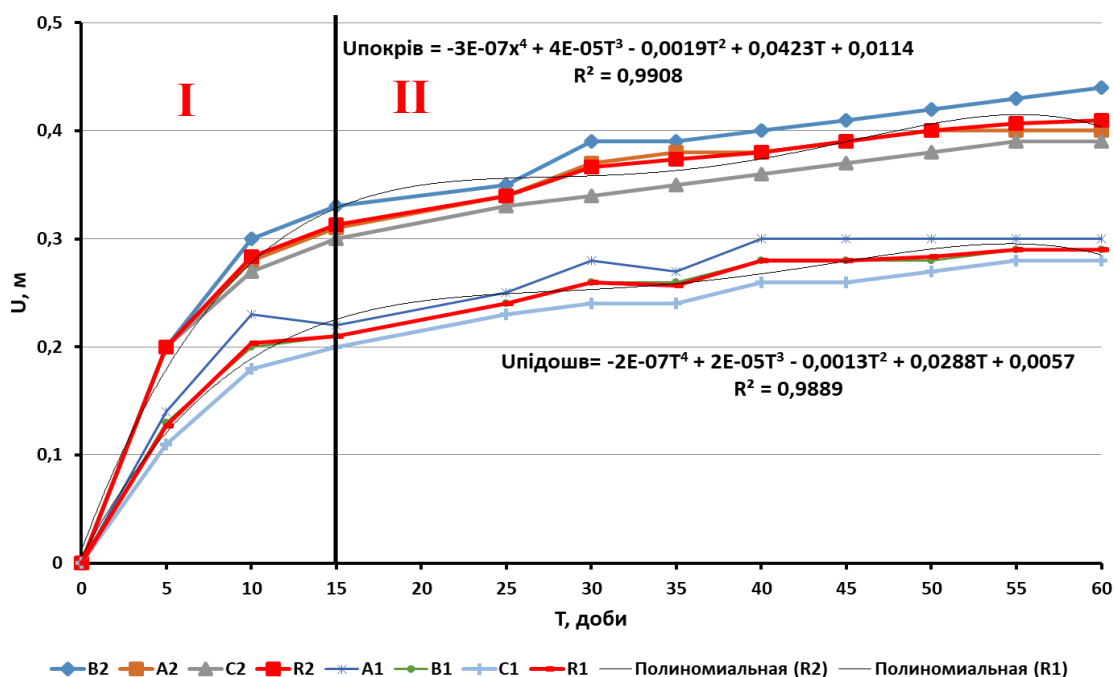


Рис. 3.9. Результати інструментальних вимірів зміщень контуру 4-го північного конвеєрного штреку: 1 – покрівля; 2 – підощва: а, в, с – ст. 1, ст. 2, ст. 3; r1, r2 – результуючі залежності. I – пружно-пластична область; II – область реологічних явищ

На рис. 3.10 та 3.11 наведені узагальнюючі графіки втрати стійкості 4-го північного конвеєрного штреку на ділянці до конвеєрного ходка

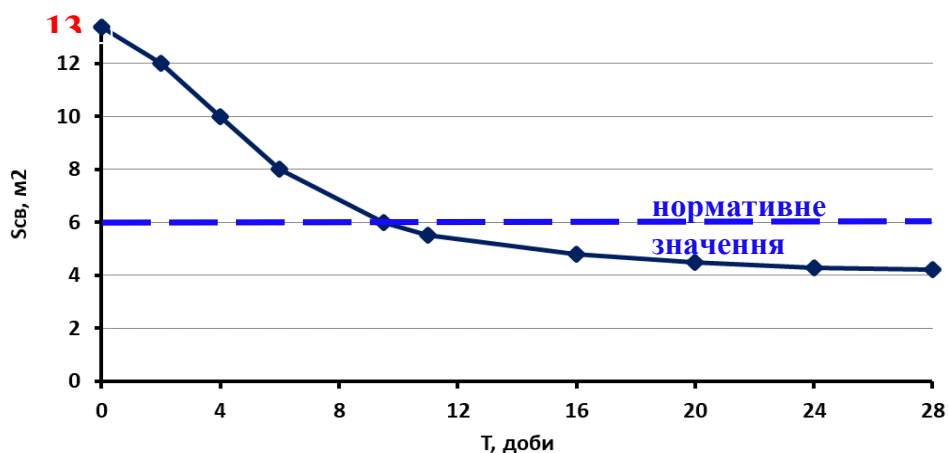


Рис. 3.10. Втрата перерізу штреку на ділянці до конвеєрного ходка



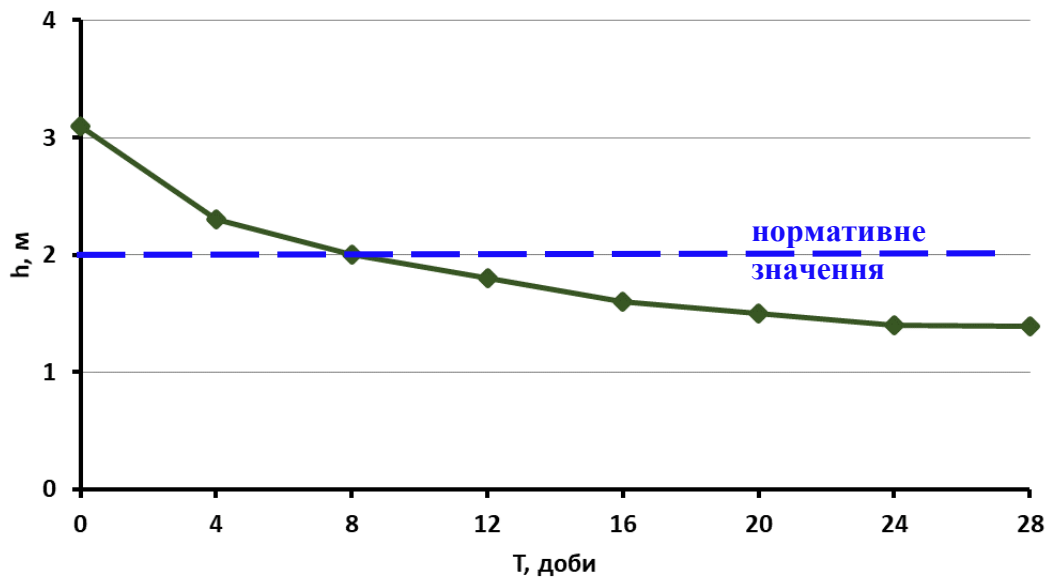


Рис. 3.11. Втрата висоти штреку на ділянці до конвеєрного штреку

З них витікає, що втрата висоти до величини, приблизно, 1-1,2 метри, перерізу до величини  $4,5 \text{ м}^2$  є нижче за нормативних значень (1,8 м та 6,5 м відповідно) це дозволяє використовувати виробку при наявному паспорту кріплення і систем охорони з боку лави.

### Висновки до розділу 3

Виходячи з аналізу стану тієї частини північного конвеєрного штреку, що розташована до перетинання виробкою ходка № 1, рекомендовано виконати наступні заходи:

1. Відмовитись від проходки виробки вприсічку до виробленого простору і перейти до концепції її повторного використання.
2. Замінити охоронний вугільний цілик дерев'яним костром.
3. Переміщення порід покрівлі і підшви є такими, що стабілізуються у часі, вони апроксимуються емпіричними поліноміальними залежностями, що дозволять прогнозувати час виконання і об'єми ремонтних робіт у виробках цього горизонту.

4. Після перетинання виробкою ходка №1 перейти на трапецієподібну форму поперечного перерізу з комбінованим анкером кріпленням, підсиленням дерев'яними ремонтниками на різних стадіях впливу вибою лави (до підходу, під час підходу, після підходу) і виконанню ремонтних робіт з ліквідацією наслідків здимання порід підосви.

5. Частину 4-го північного конвеєрного штреку пласта  $m_4^2$ , що розташована після перетинання ходка № 1, проходить за новими рекомендаціями. Параметри кріплення і системи охорони на цій частині виробки потребують наукового обґрунтування.

6. Результати аналізу і обґрунтувань за матеріалами розділу 3 опубліковані в друкованих роботах [2, 3].

### СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П., Сдвижкова Е.А. Геомеханика. – К.: Новий друк, 2016. 258 с.
2. Дубовик А.И. Натурные измерения в откаточных штреках ГП «Угольная компания «Краснолиманская» / А.В. Смирнов, А.И. Дубовик // Маркшейдерский вестник – 2017. – № 6 (121). – С. 55-57.
3. Дубовик А.И. Анализ условий эксплуатации и состояния подготовительных выработок с целью обоснования повторного их использования на шахте «Краснолиманская» / А.И. Дубовик, С.Н. Гапеев // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників - 2016», 05.10 - 08.10.2016 р. Геомеханіка і геотехніка. – Д.: Національний гірничий університет, 2016. – Т. 1. – С. 88 – 94.

## РОЗДІЛ 4

### ОБҐРУНТУВАННЯ МЕТОДУ ТА МЕТОДИКИ ЧИСЕЛЬНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ГЕОМЕХАНІЧНИХ СИСТЕМ «ВИРОБКА-КРІПЛЕННЯ-ОХОРОННА КОНСТРУКЦІЯ»

#### 4.1. Методи моделювання геомеханічних процесів

Сучасна інженерна практика заснована на моделюванні явищ і процесів, що зустрічаються в різних сферах діяльності людини. Моделювання як метод дослідження має на меті відтворення на моделі процесу, який є подібним до того, що відбувається в реальних умовах [1].

З приводу дослідження адекватності моделей реальним умовам виконані значні дослідження, які наведено в роботі [2]. Модель може бути дослідницькою, для вивчення зазначених характеристик, або робочою, для безпосереднього використання. У геомеханіки розглядаються тільки дослідницькі моделі.

Автори [2] приносять логічну схему, згідно з якою моделі і їх обґрунтування займають значне місце в отриманні рішення геомеханічної задачі. Відповідно до цієї схеми, основою побудови будь-яких моделей є об'єктивні дані про об'єкт, які отримують в результаті його дослідження в натурних умовах [3]. Методи виконання таких досліджень досить великі і добре систематизовані. Наприклад, автори [1] стосовно підземних виробок виділяють методи досліджень, спрямованих на визначення переміщень навколо виробки глибинними і контурними реперами, на визначення напружено-деформованого стану в елементах кріплення виробок.

Разом з тим, натурні дослідження, як елемент вивчення досліджуваного об'єкта, в цілому відрізняються значною трудомісткістю, часто - високою вартістю, вимагають досить тривалого періоду спостережень для отримання представницького результату. Крім того, в натурних умовах вельми обмежені можливості варіювання параметрами системи, тоді як при моделюванні можна простежити їх вплив в найширших межах. За рахунок можливості масштабування реального об'єкта, модель дозволяє вивчати якісні і кількісні параметри процесу,

що відбувається в реальних умовах, який через об'єктивні чи суб'єктивні причини неможливо вивчити.

Зібрані в результаті натурних досліджень дані є основою для проведення лабораторних випробувань на фізично реалізованих моделях, наприклад, за допомогою оптичного моделювання, моделювання на еквівалентних матеріалах, відцентрового моделювання і т.п. [1].

Основними принципами лабораторного моделювання є заміна в моделі природних гірських порід штучними матеріалами з фізико-механічними властивостями, які відповідно до прийнятого масштабом моделювання знаходяться в певних співвідношеннях з фізико-механічними властивостями реальних гірських порід. Одним з найбільш широко поширених і освоєних в даний час є метод моделювання на еквівалентних матеріалах. Його перевагою є можливість визначення напружено-деформованого, а найчастіше тільки деформованого стану масиву, в областях, що цікавлять, який в натурних умовах здійснити практично неможливо з огляду на важкодоступність таких ділянок масиву [1].

Дані фізичного моделювання в сукупності з результатами натурних вимірювань є тим вихідним матеріалом, за допомогою якого створюються фізичні уможлядні моделі: наприклад, суцільне пружне середовище в теорії пружності, ідеальний шарнір в будівельній механіці, сипуче середовище в статистиці сипучого середовища і т.п. Такі моделі досить близько відображаючи об'єкт, що вивчається, але не мають властивих йому дефектів і недосконалостей.

На основі уможлядною фізичної моделі створюється математична модель. В залежності від цілей дослідження, стану математичного апарату, наявних можливостей обчислювальних машин один і той же об'єкт може мати кілька нееквівалентних моделей. Так, наприклад, один і той же об'єкт може бути описаний за допомогою пружної і пружно-пластичної, дискретної і безперервної, детермінованою і стохастичною, а також інших моделей. Такий підхід дозволяє отримати всебічні дані про об'єкт і підвищити їх достовірність [1, 2].

Як зазначає автор [4], для опису досліджуваних явищ (тобто об'єктів досліджень) і для розуміння основних закономірностей їх функціонування, необхідно абстрагуватися від реального процесу, замінюючи його спрощеним - ідеальним, де враховуються один або кілька факторів, що визначають його поведінку. При цьому головною ж вимогою математичного моделювання є адекватність моделі досліджуваному процесу.

Для побудови математичних моделей використовують різноманітні методи, які мають різні можливості, а також точність і трудомісткість. З усієї сукупності найбільш зручними і точними є чисельні методи моделювання геомеханічних процесів. Таке чисельне моделювання ґрунтується на чисельному рішенні інтегральних та диференціальних рівнянь за допомогою обчислювальної техніки. При цьому неоднорідне середовище розбивається на частини, розміри яких тим менше, чим вище точність апроксимації. Ці частини називають елементами, а сукупність їх кордонів - сіткою. В кінцевому підсумку завдання зводиться до вирішення системи лінійних алгебраїчних рівнянь великої порядку.

Методи математичного моделювання можна розділити на методи інтегральних та диференціальних рівнянь. Крім того, існують так звані гібридні схеми, що поєднують елементи обох названих груп.

Характерною особливістю методів інтегральних рівнянь (мір) є те, що поле розглядається як сума нормального і аномального полів. Фізично ідея мір полягає в заміні неоднорідностей деякими вторинними джерелами, розташованими або в об'ємі (метод об'ємних інтегральних рівнянь - моір), або на поверхні кордону розділу (метод поверхневих інтегральних рівнянь - мпір). Тому сіткою покривається лише область неоднорідності (МОІР) або тільки її межі (МПІР). Внаслідок цього перевагою програм, заснованих на мір, є відносно низький обсяг необхідної пам'яті і невеликий час рахунку.

Серед методів диференціальних рівнянь (МДР) найбільш поширеним є метод скінчених різниць (МСР), заснований на заміні похідних різницевиими схемами. У цьому методі прямокутної сіткою покривається область, яка значно перевищує розмір неоднорідностей. Цю область прийнято називати областю

моделювання. Для вирішення завдання МСР на цій області будується сітка, потім вибирається різницева схема і для кожного вузла сітки записується різницеве рівняння. Потім проводиться урахування крайових умов. В результаті отримують систему лінійних алгебраїчних рівнянь, вирішуючи яку отримують дуже наближені значення рішення у вузлах [5-8].

Використання методу кінцевих різниць в явній формі для вирішення завдань геомеханіки виконано сінелайром т.с. і ін. [6], метод власних деформацій описаний Такато С. та ін. [7]. Автором [8] запропонований метод сітчастої моделі для дослідження картини розподілу напружень в масиві гірських порід, під впливом ведення гірських робіт. Даний метод передбачає дискретизацію області масиву на кінцеве число прямокутних елементів з розмірами 10x10 м. Однак при такій густоті сітки можна отримати лише дуже наближену якісну картину розподілу напружень.

Автори [9] запропонували вдосконалений метод розрахунку НДС за допомогою просторової решітки. Тут враховується власна вага елементів, на які розбивається область. Це дає значні переваги такого підходу в порівнянні з іншими методами, використовуваними для вирішення завдань геомеханіки.

Програми, засновані на МСР, в порівнянні з програмами, заснованими на мір, більш вимогливі до обчислювальних ресурсів, проте дозволяють проводити розрахунки для моделей будь-якої складності, що й обумовлює їх більш широке поширення [10-12].

Метод скінчених елементів – це чисельний метод рішення диференціальних або інтегральних рівнянь, що виникають при вирішенні завдань прикладної фізики. Метод широко використовується для вирішення завдань механіки деформованого твердого тіла, теплообміну, гідродинаміки і електродинаміки [13-16].

Суть методу впливає з його назви. Область, в якій існує рішення диференціальних рівнянь, розбивається на кінцеву кількість підобластей (елементів). У кожному з елементів довільно вибирається вид апроксимуючої функції. Поза межами свого елемента апроксимуюча функція дорівнює нулю.

Значення функцій на кордонах елементів (в вузлах) є рішенням задачі і вони заздалегідь невідомі. Коефіцієнти апроксимуючих функцій зазвичай знаходять з умови рівності значення сусідніх функцій на кордонах між елементами. Потім ці коефіцієнти виражаються через значення функцій у вузлах елементів. Складається система лінійних алгебраїчних рівнянь. Кількість рівнянь дорівнює кількості невідомих значень у вузлах, в яких існує рішення вихідної системи, воно прямопропорційне кількості елементів і обмежується лише можливостями ЕВМ [6].

Теоретичні аспекти МСЕ сформульовані в роботі [17], Векслера [18], Розіна Л.А. [19], Зенкевича О. [20], Сегерлінда л. [21], Стренга Г.І. Фікса Дж. [22], Декла Ж. [23], а застосування його до рішення задач механіки гірських порід докладно описано в роботах Амусина Б.З., Фадєєва А.Б. [24, 25], Ержанова Ж.С. і Карімбаєва Т.Д. [26]. Великий перелік робіт, в яких використовуються ідеї МСЕ, міститься в [27].

Для вирішення завдань геомеханіки також широко використовувався ще один чисельний метод - метод граничних елементів (МГЕ) [28, 29], який в основному, використовується при вирішенні задач в пружною постановці [30].

Основні положення методу граничних елементів викладені в [31]. Цей метод використовується в роботах Векслера Ю.А., Колоколова С.Б., Жданкіна Н.А. [32, 33], Петухова І.М., Зубкова В.В. [34], Новікової Л.В. [35, 36], Сдвижкової О.О. і ін. [37 та ін.].

Метод має відомі недоліки і складнощі [30]. Які можна оцінити, прочитавши передмову Шермана Д.І. до [38]. В цілому, через складність реалізації і обмеженою сфери застосування інтерес до МГЕ в даний час зменшився і заміною МСЕ, як це передбачалося на початку історії його використання, він не став.

Розглянуті вище методи чисельного моделювання призначені для дослідження континуальних середовищ і побудовані на математичному апараті суцільного деформованого тіла. Для дослідження геомеханічних систем, що включають істотно порушені масиви гірських порід (тріщинуваті, порушені породи, розділені на блоки і окремо), вирішення завдань щодо поведінки таких

масивів гірських порід, вивчення динамічних процесів типу раптових викидів породи, вивалам і обвалень, в геомеханічній практиці застосовується метод дискретних елементів (МДЕ) [39, 40, 41-45]. МДЕ є сімейство чисельних методів, призначених для розрахунку руху великої кількості частинок, таких як молекули, піщинки, гравій, галька та інших гранульованих середовищ. Метод був спочатку застосований П. Кундаллом в 1971 році для вирішення завдань механіки гірських порід [46]. Автори [47] деталізували теоретичні основи методу і показали, що мде може бути розглянутий як узагальнення МСЕ. У книзі [48] вперше описано застосування цього методу для вирішення геомеханічних задач.

Цей метод може бути використаний для моделювання частинок з несферичною поверхнею. Різними відгалудженнями сімейства МДЕ є метод окремих елементів (*distinct element method*), узагальнений метод дискретного елемента (*generalized discrete element method*), дискретний деформаційний аналіз (*discontinuous deformation analysis*) (*dda*) і метод кінцевих дискретних елементів (*finite-discrete element method*), запропонований в 2004 році [49].

Моделювання МДЕ починається з розміщення всіх частинок в конкретне становище і додання їм початкової швидкості. Потім сили, які впливають на кожну частку, розраховуються, виходячи з початкових даних і відповідних фізичних законів. Всі ці сили складаються, щоб знайти результуючу силу, що впливає на кожну частку. Щоб розрахувати зміну в положенні і швидкості кожної частки протягом певного тимчасового кроку, виходячи з законів ньютонів, використовується метод інтеграції. Після цього нове положення використовується для розрахунку сил протягом наступного кроку, і цей цикл програми повторюється до тих пір, поки моделювання не закінчиться. МДЕ дуже вимогливий до обчислювальних ресурсів ЕВМ, що обмежує розмір моделі або кількість використовуваних частинок. Прогрес в області обчислювальної техніки дозволяє частково зняти це обмеження за рахунок використання паралельної обробки даних.

Завдяки своїм перевагам, таким, як можливість апроксимації елементами складної геометрії моделі, дво- і тривимірні реалізації розрахункових програм,



«натуралістичність» розбиття розрахункової області на елементи, можливість розрахунку задач з фізичними та геометричними нелінійностями найбільше поширення для вирішення завдань геомеханіки в даний час отримав метод скінчених елементів [50, 51].

Що стосується завдань геомеханіки метод скінчених елементів дає можливість більш природно врахувати структурні особливості гірського масиву, такі як неоднорідність, тріщинуватість, шаруватість і інші. До достоїнств МСЕ можна віднести і те, що після постановки конкретного завдання і апроксимації досліджуваної області скінченими елементами процес подальшого розрахунку будується за стандартним зразком.

Стосовно до вирішення плоскої задачі щодо протяжної гірничої виробки, досліджувана область являє собою перетин виробки, перпендикулярний її поздовжньої осі, розбитий на плоскі трикутні або чотирикутні елементи одиничної товщини, що взаємодіють між собою через дотичні точки - вузли. У межах кожного кінцевого елемента масив передбачається однорідним і пружним. Всі види навантажень, що діють на досліджувану область і формують в ній певний напружено-деформований стан, приводяться до статично еквівалентних сил прикладених у вузлових точках. На зовнішньому контурі досліджуваної області масиву і на контурі виробки задаються поверхневі сили, які в разі відсутності поверхневих навантажень дорівнюють нулю, а переміщення вузлових точок контуру невідомі.

Метод скінчених елементів дозволяє розглядати напруження і переміщення в неоднорідних середовищах, дослідити, наприклад, взаємодія кріплення з навколишнім породним масивом, враховуючи при цьому реальну форму досліджуваної області і деформаційні показники кріплення і масиву. У свою чергу, породний масив, що вміщає закріплену або незакріплену вироблення, може мати ділянки з різною жорсткістю, пов'язані з особливостями його структури і неоднорідністю складу гірських порід. Для того, щоб в повній мірі врахувати неоднорідність породного масиву параметрам кожного елемента або групи

елементів можна привласнювати різні значення, в тому числі випадкові, які можуть бути згенеровані відповідно до визначеного законом розподілу [52-57].

Введена в розрахункову схему вихідна інформація складається з наступних параметрів: число скінчених елементів, на які розбивається досліджувана область; загальне число вузлів, що утворюються при цьому розбитті і координати цих вузлів; число типів елементів з різними фізико-механічними властивостями; значення фізико-механічних властивостей для кожної групи елементів, значення напружень і переміщень, що характеризують граничні умови.

Таким чином, виходячи з аналізу можливостей різних чисельних методів стосовно завдань геомеханіки, для виконання досліджень, яким присвячена ця науково-дослідна робота, раціональним буде використання методу скінчених елементів.

Розрахунки можуть виконуватися в будь-якому програмному пакеті, що реалізує МСЕ, але найбільш зручним є використання програм, розроблених спеціально для вирішення геомеханічних задач. Тому в даному випадку розрахунки виконувалися з використанням програмного комплексу (ПК) «phase2», розробленого лабораторією геомеханіки Rocscience. При цьому гірські породи моделюються у вигляді шаруватого середовища, що допускає непружні деформації. Алгоритм МСЕ, реалізований в ПК «Phase2», дозволяє визначати пружно-деформований стан (ПДС) досліджуваної області масиву на різних стадіях розвитку гірничих робіт. При цьому компоненти ПДС, отримані на попередній стадії, враховуються в наступному етапі рішення.

## **4.2. Методика виконання чисельного моделювання геомеханічних систем «виробка - кріплення - охоронна конструкція»**

### **4.2.1 Обґрунтування критерію міцності, прийнятого при виконанні чисельного моделювання**

Для опису геомеханічних процесів в породному масиві використовують різні критерії міцності, однак всі вони не універсальні, тобто добре описуючи процес руйнування одних твердих тіл, вони непридатні для інших, що

відрізняються за структурою [52-60]. За способом отримання критерії міцності можна розділити на дві великі групи: аналітичні та емпіричні.

Як вказують автори [61, 62], міцність порід, що знаходяться в умовах нерівнокомпонентного всебічного стиснення, залежить, перш за все, від співвідношення між головними напруженнями [63-65]. У зв'язку з цим можливі три види природного об'ємного напруженого стану:

- гідростатичний, коли всі три компоненти напружень рівні між собою:  $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3$ ;
- нерівнокомпонентне, коли дві менші компоненти поля напружень рівні між собою, тобто  $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$ ;
- нерівнокомпонентне, коли всі три компоненти різні, тобто  $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$  [62].

При дослідженні плоских напружено-деформованих станів найбільший практичний інтерес при вивченні міцнісних властивостей гірських порід являє нерівнокомпонентний напружений стан другого типу, коли  $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$ .

В результаті численних дослідів було встановлено, що проміжне за величиною напруга  $\sigma_2$  має незначний вплив на руйнування гірських порід (гіпотеза Мора), тому їх міцність визначається, перш за все, різницею найбільшого і найменшого напружень ( $\sigma_1 - \sigma_3$ ) і їх сумою ( $\sigma_1 + \sigma_3$ ) [62-73].

У геомеханіки стосовно до гірських порід найбільшого поширення набули феноменологічні критерії міцності П.П. Баландіна, Л.Я. Парчевського-О.М. Шашенка, Хоека-Брауна і деякі інші.

Критерій міцності Л.Я. Парчевського-О.М. Шашенка має наступний вигляд [60],

$$\sigma_e = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{(1 - \psi)^2 (\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi (\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c k_c, \quad (4.1)$$

де  $\psi = \frac{R_p}{R_c}$ ;  $R_c, R_p$ , – межа міцності порід на стиснення і розтягнення відповідно;

$k_c$  – коефіцієнт структурно-механічного ослаблення.

Визначення величини  $k_c$  саме по собі представляє досить складне завдання. Найповніше на даний момент узагальнення досліджень в цьому напрямку виконано в роботах [51, 65]. Відповідно до ймовірнісно-статистичного підходу до оцінки величини коефіцієнта структурного ослаблення, формула для його визначення має вигляд [65]:

$$k_c = 1 - \sqrt{0,5\eta} \exp(-0,25\eta), \quad (4.2)$$

$$\text{де } \eta = \sqrt{\frac{l_T + l_0}{l_T} (\eta_0^2 + 1)} - 1.$$

Тут  $\eta_0$  – коефіцієнт варіації міцності породних зразків при їх випробуваннях на одновісний;  $l_T$  – мінімальний середній розмір блоку або середню відстань в масиві між структурними дефектами (тріщинами);  $l_0$  – діаметр стандартного зразка.

З урахуванням  $k_c$  критерій міцності П.П. Баландіна для тривісного напруженого стану може бути переписаний наступним чином [65]

$$\sigma_e = \frac{(1-\psi)(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) + \sqrt{(1-\psi)^2 (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)^2 + 2\psi((\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2)}}{2\psi} \leq R_c k_c. \quad (4.3)$$

Якщо у виразі (4.3) покласти  $\sigma_2 = \sigma_3$ , то отримаємо відповідний критерій міцності для плоского напруженого стану:

$$\sigma_e = \frac{(1-\psi)(\sigma_1 + 2\sigma_3) + \sqrt{(1-\psi)^2 (\sigma_1 + 2\sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c k_c. \quad (4.4)$$

Відзначимо, що критерії міцності (4.1) і (4.4) досить близькі, але відрізняються за своєю структурою. Залежність (4.1) є більш зручною в аналітичних дослідженнях, оскільки вона симетрична відносно входять до неї компонент напружень. При комп'ютерному ж аналізі граничних напружених станів більш загальним є критерій П.П. Баландіна (4.3) і (4.4).

Розглянемо докладніше дуже популярний в геомеханічних дослідженнях емпіричний критерій міцності Хоека-Брауна [65], який для умов непорушеного породного масиву має вигляд:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + R_c \left( m_i \frac{\sigma_3}{R_c} + 1 \right)^{0,5}. \quad (4.5)$$

Тут константа  $m_i$  враховує тільки генезис і текстуру гірських порід ( $4 \leq m_i \leq 33$ ). Велика величина відповідає крихким породам. Чим вона менша, тим пластичніше порода, а при  $m = 0$  має місце ідеальна пластичність.

Для порушеного породного масиву константа  $m_b$ , що входить в основні емпіричні рівняння теорії Хоека-Брауна, визначається наступним чином<sup>^</sup>

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right).$$

Тут  $GSI$  (Geological Strength Index) – параметр, що враховує геологічні особливості породного масиву, зокрема його структуру і наявність тріщин ( $5 \leq GSI \leq 100$ ). Параметр  $GSI$  багато в чому аналогічний параметру З.Т. Бенявського  $RMR$  (Rock Mass Rating) .

Для породного масиву «високої якості» ( $GSI > 25$ ) маємо

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right), a = 0,5.$$

Для породного масиву «низької якості» ( $GSI < 25$ ):

$$s = 0, a = 0,65 - \frac{GSI}{200}.$$

В [66-77] з метою більш плавного переходу від міцних порід до дуже слабких введено в розгляд додатковий параметр  $D$  – «disturbance factor», що враховує порушеність породного масиву, наприклад внаслідок проведення вибухових робіт. З урахуванням параметра  $D$ , константи  $m_b$ ,  $s$ ,  $a$  визначаються наступними співвідношеннями:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right),$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right),$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}\right).$$

Тут параметр  $D$  приймає значення від 0 для непорушеної породи до 1 для дуже порушеною породи. Числові значення  $GSI$  і  $D$  вибираються з таблиць, що наведені авторами у [73-76], які отримані на основі візуального обстеження порід «*in situ*» з урахуванням їх якості і ступеню порушеності.

У даній роботі при виконанні досліджень зони зруйнованих порід навколо виробки визначалися на основі критерію міцності Хоека-Брауна, який добре апробований і широко застосовується в світовій практиці геомеханічних розрахунків [77, 78, 9, 79, 80, 81-86].

#### 4.2.2. Оцінка чисельних рішень на верифікаційних задачах

В даний час використовується досить багато ліцензійних програмних продуктів (ПП) для вирішення різних завдань геомеханіки: ANSYS, Solidworks, Fiac3D, Phase-2 та ін. Для обґрунтування можливості застосування програмного продукту «Phase-2», прийнятого в даній роботі для виконання математичного моделювання, були поставлені і вирішені кілька верифікаційних задач, для кожної з яких є відоме аналітичне рішення.

Для оцінки достовірності алгоритму пружних рішень була вирішена відповідна задача про розподіл напружень навколо отвору круглої форми, що послабляє пластину з однорідного ізотропного матеріалу, яку по зовнішньому контуру навантажено рівномірно розподіленим навантаженням інтенсивністю  $\mathcal{H}$ , а по внутрішньому - відсічю кріплення, що дорівнює  $p_0$ . Аналітичне рішення такої задачі викладено в [61], де для найпростішого випадку отримані формули для визначення тангенціальних  $\sigma_\theta$  і радіальних  $\sigma_r$  напружень:

$$\begin{aligned}\sigma_r &= \gamma H \left(1 - \frac{1}{r^2}\right), \\ \sigma_\theta &= \gamma H \left(1 + \frac{1}{r^2}\right).\end{aligned}\tag{4.6}$$

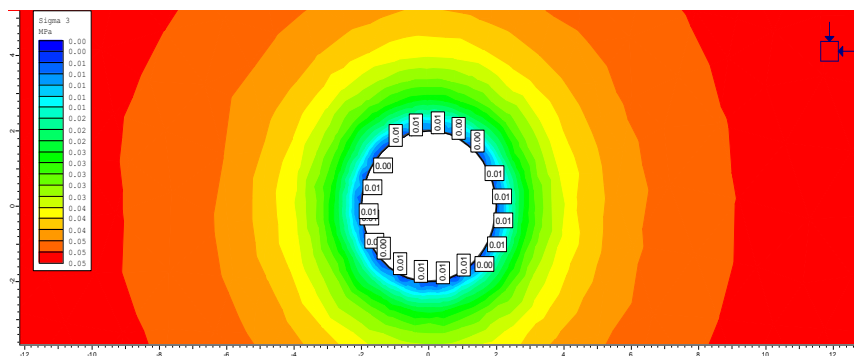
Рівняння (4.6) в точності відповідають рішенню задачі [87].

З рівнянь (4.6) випливає, що на контурі виробки при  $r = 1$  і  $p_0 = 0$  має місце однорісний напружений стан:

$$\begin{aligned}\sigma_r &= 0, \\ \sigma_\theta &= 2\gamma H.\end{aligned}\tag{4.7}$$

У такій же постановці з використанням ПК «Phase-2» була вирішена чисельна завдання, результати якої представлені на рис. 4.1. Параметри розрахунку були наступними: виробка круглої форми з радіусом  $R_0 = 2,0$  м, знаходиться в ізотропному породному масиві на глибині  $H$ , що дорівнює 850 м. Питома вага порід, що вміщують  $\gamma = 2,50 * 10^3 \text{ МН/м}^3$ . До контуру виробки прикладена розподілене навантаження  $p_0$ , що дорівнює відсічі кріплення (в розрахунку прийнято  $p_0 = 0$ ). Визначалися тангенціальні –  $\sigma_\theta$  і радіальні  $\sigma_r$  – напруження. Аналіз показав, що розбіжність результатів обчислення з точним аналітичним рішенням не перевищує 5%.

а)



б)

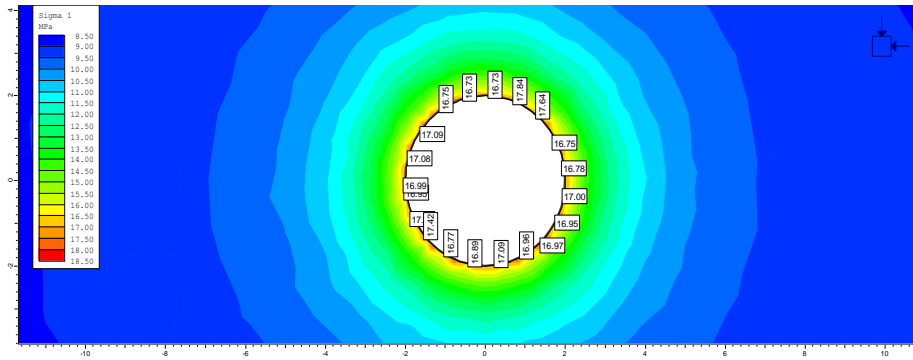


Рис. 4.1. Розподіл радіальних (а) і тангенціальних (б) напружень на контурі круглої виробки при вирішенні пружною задачі

В [66, 87-89] наведено аналітичне рішення пружно-пластичної задачі для випадку плоского деформування для однорідного середовища навколо горизонтальної виробки круглої форми. Розглядалася довга горизонтальна виробка, яка пройдена в однорідному і ізотропному породному масиві. Граничні умови для даного завдання аналогічні умовам, заданим при вирішенні пружною задачі: до контуру виробки прикладена розподілене навантаження  $p_0$ , що дорівнює безкінечності відсічі кріплення –  $\gamma H$ ; умови навантаження - гідростатика. Розрахунок проводився з застосуванням узагальненого критерію Хюека-Брауна. Визначалися відносний радіус області непружних деформацій  $r_L$  і радіальні зміщення на контурі виробки  $U_0$ . Розрахункова схема задачі наведена на рис. 4.2.

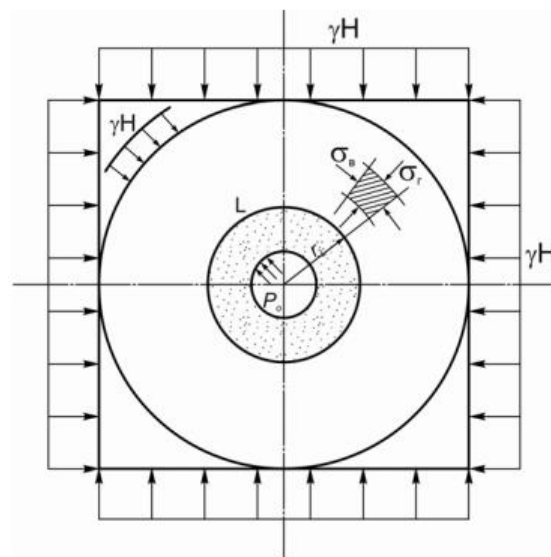


Рис. 4.2. Розрахункова схема до визначення напружень в околі горизонтальній вироблення (пружно-пластичних задач) [53]



Залежності для визначення необхідних величин наступні.

Величини  $r_l$  і  $u_0$  встановлювалися в аналітичному рішенні в відповідності з наступними рівняннями:

$$\frac{r_l^2 \ln r_l}{r_l^2 - 1} = \sqrt{\frac{\gamma H}{R_c k_c}}; \quad (4.8)$$

$$U_0 = \varepsilon_v^* \left( 0,5 - \sqrt{\frac{\gamma H}{R_c k_c}} \right). \quad (4.9)$$

Виходячи з наведених вище виразів для визначення параметрів пружно-пластичного стану породного масиву в околиці одиночної виробки [61, 66, 89], можна встановити точкові значення імовірнісних за своєю природою величин: радіусу області непружних деформацій  $r_l$  і радіальних зсувів на контурі виробки  $u_0$ . В [66] для заданих умов ці значення склали:  $r_l=2,3$  м;  $u_0 = 0,38$  м.

При виконанні чисельного моделювання в пп «phase-2» були використані ті ж вихідні дані і створювалася розрахункова схема, максимально наближена до наведеної на рис. 4.2. На рис. 4.3. Показана її скінчено-елементна реалізація.

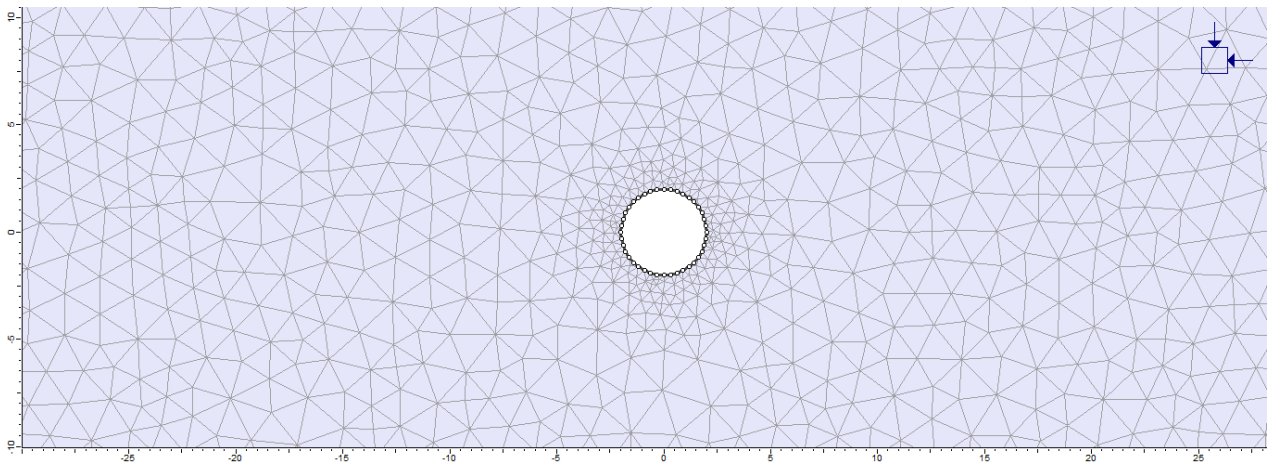
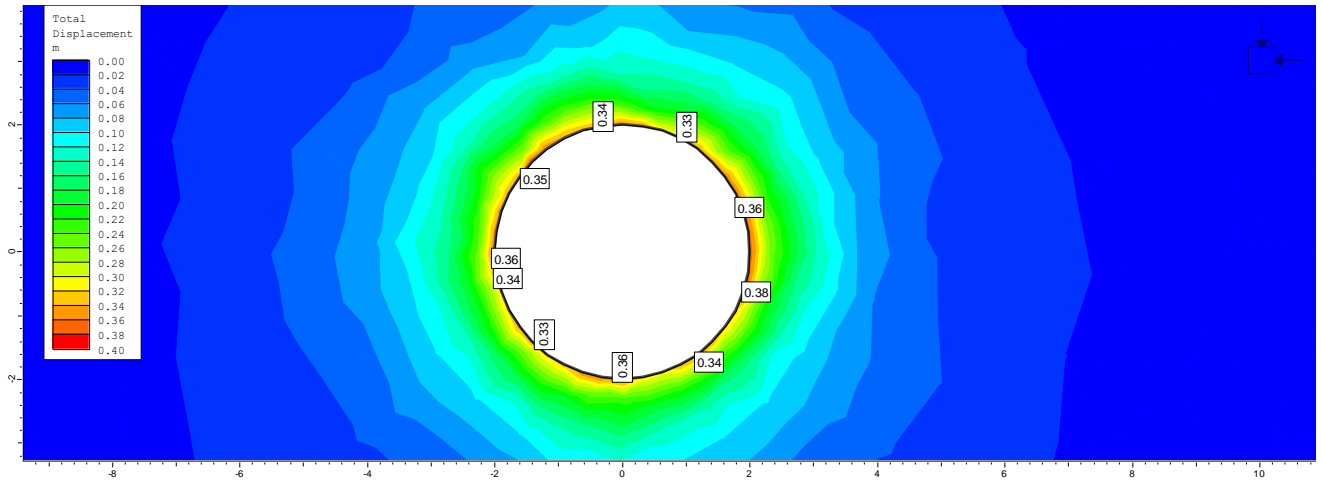


Рис. 4.3. Звичайно-елементна реалізація розрахункової схеми до задачі про визначення напружень навколо горизонтальної виробки

Результати виконаного чисельного моделювання даної задачі верифікації представлено на рис. 4.4.

а)



б)

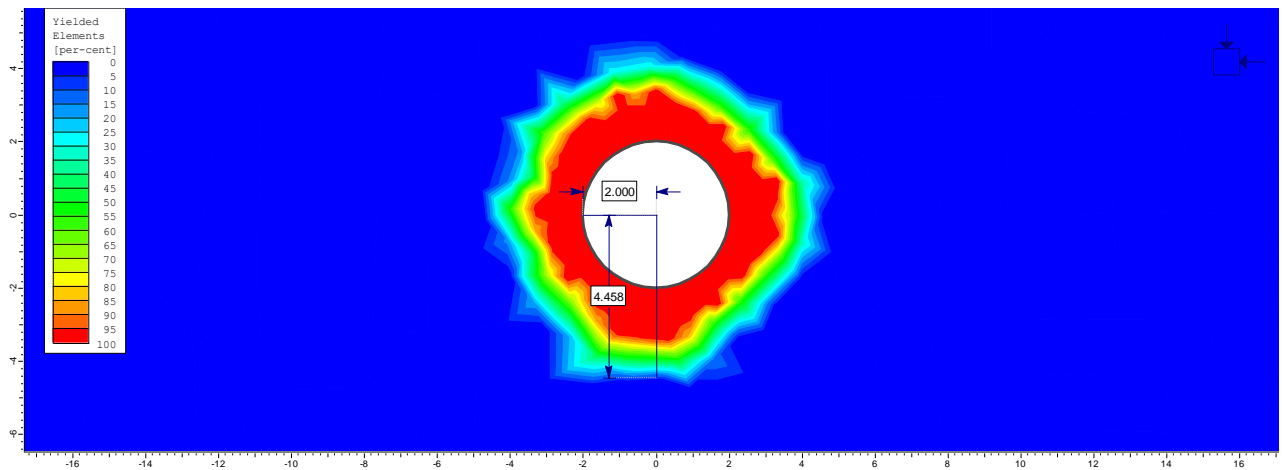


Рис. 4.4. Зміщення на контурі виробки (а) і область руйнування (б) при навантаженні одиночної виробки круглої форми

Аналіз розрахунків показав, що середнє значення величини радіальних переміщень на контурі виробки становить 0,35 м, а величина відносного радіуса області непружних деформацій  $r_L$  дорівнює 2,23. Тобто, порівнюючи отримані результати з точними аналітичними, можна зробити висновок, що розбіжності не перевищують 4 % для  $U_0$  і 3 % для  $r_L$ , що є допустимою похибкою, пов'язаною з тими ж причинами, які вказані при вирішенні попередньої задачі.

Таким чином, доказано, що використання ПП «Phase-2» для дослідження напружено-деформованого стану навколо протяжних виробок є доцільним, можливим і забезпечує необхідну точність розрахунків.

### 4.3. Калібрування геомеханічних моделей

У якості основного об'єкту досліджень прийнято 4-й північний конвеєрний штрек пласта  $m_4^2$ , з кріпленням сталеполімерними анкерами. Роздивляється дві його частини: та що розташована від вибою лави до конвеєрного ходка і та, що розташована між ним і уклоном. Перша частина закріплена звичним для шахти кріпленням. В період відпрацювання лави виконувались заходи з підтримки штреку: установка органного ряду з боку лави, викладка кострів, установка ремонту і канатних анкерів. Згідно аналізу маркшейдерських вимірів на цій частині виробки звичайна втрата перетину складала 60-70 % від початкового, тобто до  $4,5 \text{ м}^2$  при залишковій висоті 1,0-1,5 м, що не відповідає правилам безпеки, які допускають мінімальне значення перетину  $6,0 \text{ м}^2$  при висоті 1,8 м (див. Рис. 3.10 та 3.11).

На другій частині виробки планується виконання заходів, які дадуть можливість повторного використання виробки, що буде мати елементи кріплення з рекомендованими параметрами.

Як було зазначено вище, для моделювання геомеханічних процесів, що протікають навколо підготовчих і капітальних виробок на різних стадіях виконання гірничих робіт, обґрунтовано використовується ПП «Phase-2».

Можливості програми враховують в розрахунку пружно-пластичні властивості порід, що вміщують, крім того, дозволяють моделювати постадійне розкриття виробок в непружному середовищі, враховуючи на кожній наступній стадії в якості початкових ті деформації, які реалізовані на попередній стадії формування напружено-деформованого стану.

Для перевірки достовірності отриманих результатів при вирішенні реальних геомеханічних задач за допомогою ПП «Phase-2» канадської компанії Rocscience створено відповідну геомеханічну модель для гірничо-геологічних умов 4-го північного конвеєрного штреку. Точковим критерієм руйнування порід прийняте співвідношення Хоека-Брауна [75].

Розрахункова схема до вирішення завдання плоскої деформації наведена на рис. 4.5. Фізико-механічні характеристики породного масиву представлені в табл. 4.1.

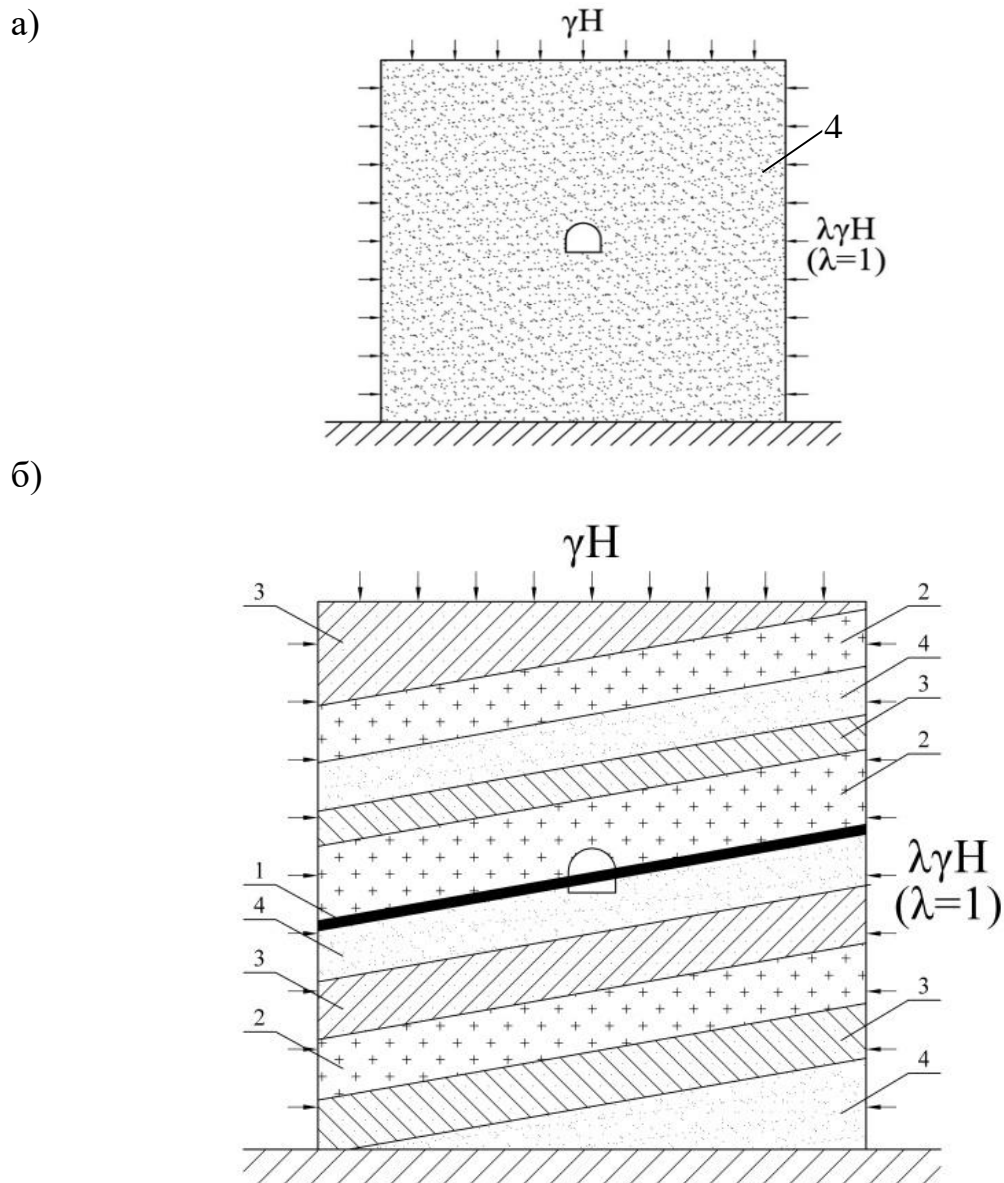


Рис. 4.5. Розрахункова схема до вирішення пружно-пластичної задачі про напружено-деформований стан породного масиву навколо довгою похилої виробки: а) однорідна модель; б) неоднорідна модель,  
1 - вугілля; 2 - аргіліт; 3 - піщаник; 4 – алевроліт

Таблиця 4.1

Фізико-механічні характеристики досліджуваного породного масиву

№ порідного шару	Найменування порідного шару	Модуль Юнга $E$ , МПа	Коефіцієнт Пуассона, $\mu$	Межа міцності на одновісний стиск $R_{cm}$ , МПа
1	Вугілля	13478,6	0,3	15
2	Аргіліт	3193	0,3	20
3	Пісковик	9000	0,3	60
4	Алевроліт	2981,7	0,3	30
5	Вапняк	2800,0	0,2	100

Розрахунки, що були виконані за допомогою геомеханічної моделі, теоретично дозволили отримати величини переміщень порід покрівлі –  $U_{теор.покрівлі} = 0,24$  м і порід підшоши –  $U_{теор.підшоши} = 0,35$  м. Реальні усереднені величини переміщень складають відповідно для покрівлі –  $U_{практ.покрівлі} = 0,2$  м і порід підшоши –  $U_{практ.підшоши} = 0,31$  м. Різниця не перевищують 5 %. На цій підставі слід вважати геомеханічну модель верифіковану та прийняту до використання (див. Рис. 4.6).

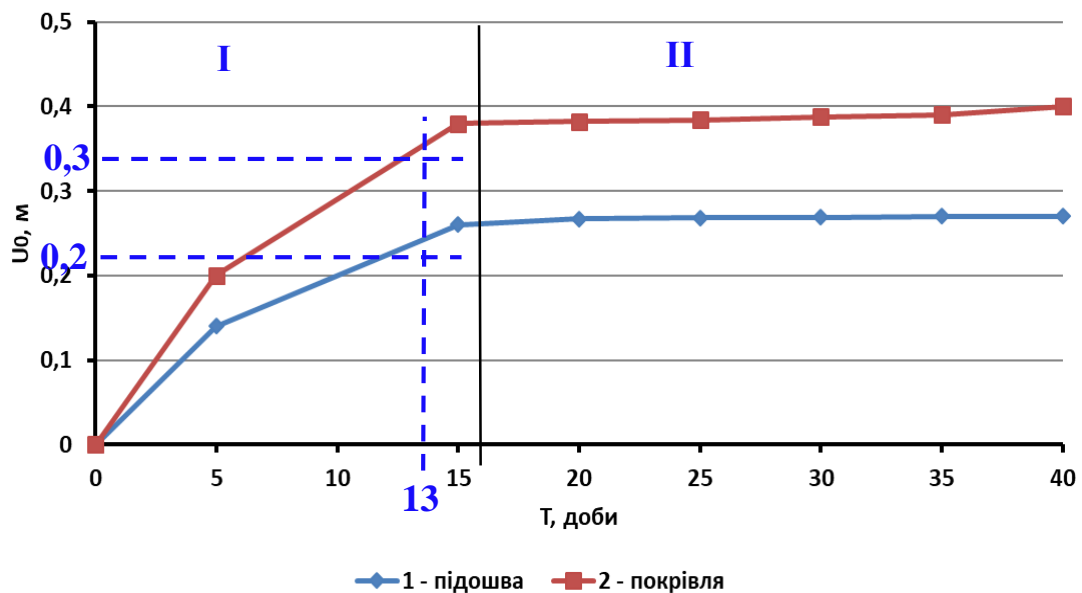


Рис. 4.6. Результуючі переміщення контуру виробки у часі: 1 – підшоша; 2 – покрівля, та результати аналітичних досліджень; I – область пластичних деформацій; II– область реологічних явищ

На розрахунковій схемі «тестового завдання» (див. рис. 4.5) відпрацьовувалися не тільки різні підходи до моделювання елементів системи «виробка-кріплення», але і виконання власне процедури моделювання. Оскільки програма дозволяє виконувати моделювання різними методичними підходами (постадійне розкриття виробки або моделювання шляхом вирішення в одну стадію), то слід було верифікувати один з підходів до вирішення геомеханічних задач.

Постадійний підхід дозволяє в плоскій постановці завдання провести симуляцію 3-х вимірної моделі, коли деформація масиву буде відбуватися поетапно, маючи на увазі, що з посуванням площини вибою виробки породи у перерізі продовжуватимуть деформуватися, а напруження - змінюватися. Таким чином, в загальному вигляді виробка не досягає свого «двомірного» стану деформації, поки вибій не просунеться вперед на відстань, що дорівнює декільком напівпрольотам виробки.

Постадійний підхід може бути реалізований двома способами, перший це - спосіб «розвантаження», а другий - спосіб «навантаження».

При способі «розвантаження» поетапна проходка виробки в непружному середовищі враховує на кожній наступній стадії в якості початкових ті деформації, які реалізовані на попередній стадії формування НДС. Спосіб полягає в наступному. На першій стадії до контуру виробки прикладається розподілене навантаження, що дорівнює граничному (тобто  $\gamma H$ ). На кожній наступній стадії величина цього навантаження поступово зменшується до повного її зняття на 20-й стадії, це відповідає розкриттю виробки на повний переріз.

При способі - «навантаження», спочатку моделюється масив, що вміщає виробку, який знаходиться в невагомому стані. На кожній наступній стадії величина навантаження поступово збільшується до повного навантаження на 20-й стадії до граничного навантаження, що дорівнює  $\gamma H$ . Це ж знову відповідає розкриттю виробки на повний переріз.

Як показує порівняльний аналіз цих двох підходів, виконаний у [90], при чисельному моделюванні одиночної виробки поза зоною впливу очисних робіт

методом «навантаження» масиву і шляхом його «розвантаження», результати отримані при розв'язанні задачі були ідентичними. У разі ж врахування впливу лави результати при моделюванні способом «розвантаження» показали меншу збіжність з натурними вимірами, ніж спосіб поступового «навантаження». У зв'язку з цим авторами [90] в подальших розрахунках рекомендований до використання метод «навантаження», який також прийнятий в якості основного і в актуальних дослідженнях. Суть цих досліджень полягає у наступному.

З огляду на, що зона непружних деформацій (ЗНД) навколо розкритої в масиві виробки формується зі швидкістю звуку для даного середовища, тобто практично миттєво, розвиваючись надалі в частині розпушення і реалізації зсувів контуру виробки, фактично кріплення ставиться у виробки в умовах де вже реалізувалися початкові зсуви. Вони, хоча і невеликі, але вказують на зміну початкового НДС масиву навколо виробки, що має бути враховано в побудові чисельної моделі.

Для того, щоб розрахувати, на якій стадії слід «поставити» в моделі кріплення, скористаємося формулою для зони непружних деформацій [90], ввівши в неї параметр  $k$  – коефіцієнт впливу вибою:

$$r_L = \exp\left(\sqrt{\frac{k\gamma H}{2R_c k_c}} - 0,5\right), \quad (4.10)$$

звідки:

$$k = \frac{2R_c k_c}{\gamma H} (\ln r_L^2 + 0,5)^2 \quad (4.11.)$$

У рекомендаціях розробників програми [74-76, 91-97] прийнято допущення, що кріплення встановлюється безпосередньо у вибої (при цьому деформації у вибої становлять від однієї чверті до однієї третини кінцевих деформацій, тобто тих, які відповідають деформацій, що стався при розкритті виробки на повний переріз). В цьому випадку зміщення контуру, при яких встановлюється кріплення, знаходяться в діапазоні 1/3...1/2 кінцевих деформацій. У реальних же умовах рама кріплення зазвичай встановлюється на деякій відстані від вибою, витримується з міркувань зручності виконання робіт. Наприклад, в разі, якщо кріплення

встановлюється в 1 м від вибою коефіцієнт впливу приймає значення  $k = 0,4$ . Це відповідає 5-ої стадії чисельного рішення (тобто 40 % кінцевих деформацій). Отже, для дотримання відповідності умов моделі фактичного технологічним регламентом кріплення, в моделі в цьому випадку слід встановлювати на 6-ій стадії розрахунку.

На рис. 4.7 показана картина розмірів області руйнування навколо виробки для моделі, в якій для розглянутих умов розрахована величина коефіцієнта впливу вибою.

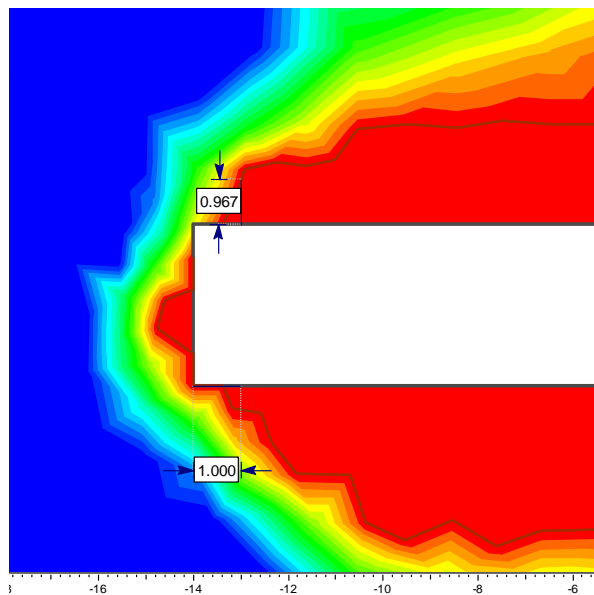


Рис. 4.7. До розрахунку величини коефіцієнта впливу вибою

Бібліотека кінцевих елементів програми дозволяє задавати спеціальні кінцеві елементи, що імітують роботу податливого рамного кріплення. При цьому є можливість задавати різний рівень піддатливості, який регулюється числом елементів податливості в конструкції рами і величиною податливості кожного такого елемента (вузла).

Задається так званий ступінь проковзування [98], що має сенс процентного зменшення початкової довжини лінійного кінцевого елемента, що імітує раму кріплення, тобто

$$SG = \frac{n * \Delta L}{P}, \quad (4.12)$$



де  $\Delta L$  – величина нахлесту замків, мм;  $P$  – периметр кріплення, мм;  $SG$  – ступень проковзування, %;  $n$  – кількість елементів податливості на рамі, шт.

Тоді, для триелементного аркового кріплення КМП-А3, величина проковзування, що задається в моделі кріплення складе 8 %.

Розглянемо можливість застосування одно- та багатостадійного рішення поставленої задачі, для чого порівняємо результати рішення для одиночної виробки в даній моделі з урахуванням і без урахування установки рамного кріплення.

Зміщення контуру виробки при вирішенні задачі про переміщення на контурі виробки, розв'язуваної одностадійно, представлена на рис. 4.8. Як видно з рисунку, зміщення на контурі виробки в покрівлі та підшві становлять відповідно 1,58 м і 1,56 м.

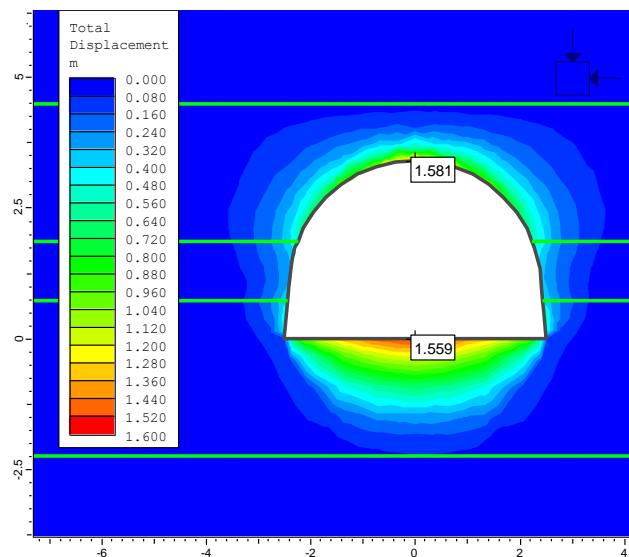


Рис. 4.8. Зміщення контуру виробки при вирішенні одностадійного тестового завдання (рамне кріплення не враховується)

На рис. 4.9,а наведена скінчено-елементна модель для задачі про переміщення на контурі виробки, яка вирішена із застосуванням багатостадійного підходу (20 стадій).

А)

б)

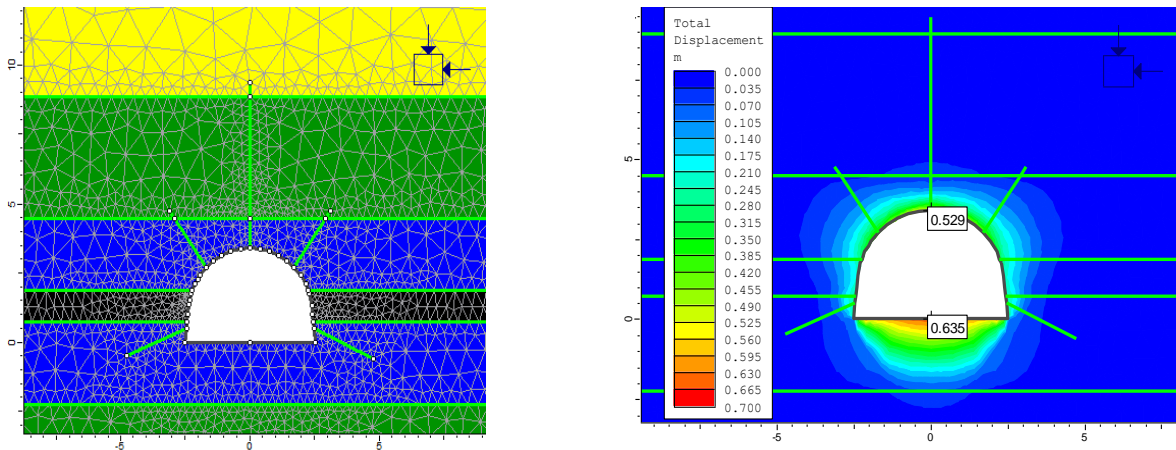


Рис. 4.9. Скінчено-елементна модель (а) і картина переміщень (б) при навантаженні для вирішення завдання про переміщення на контурі виробки шляхом багатостадійного підходу (без урахування рамного кріплення)

На рис. 4.9,б приведена картина переміщень при навантаженні по такому підходу одиночної виробки без урахування відпору кріплення. Зміщення на контурі на останній стадії в даній задачі становили 0,53 м в покрівлі і 0,64 м в підосві, що значно менше в порівнянні з рішенням в одну стадію і не відповідає дійсності (див. рис. 4.9).

Наступним кроком при вирішенні тестового завдання було визначення НДС навколо одиночної виробки з урахуванням встановленої в ній рамного кріплення з профілю СВП-27.

Скінчено-елементна модель і область руйнування при навантаженні одностадійної моделі наведені на рис. 4.10, (а) і (б) відповідно, а на рис. 4.11 - для багатостадійного (20 стадій) рішення. На рис. 4.10, а руйнування від зсуву показано значком «х», у вигляді розтягування – «0».

Як видно, при одностадійному вирішенні зміщення на контурі виробки в покрівлі та підосві склали 0,76 м і 1,51 м відповідно, що вказує на вплив встановленої рами на НДС моделі навколо виробки (зміщення зменшилися в 2,1 рази і 1,03 рази відповідно).

а)

б)

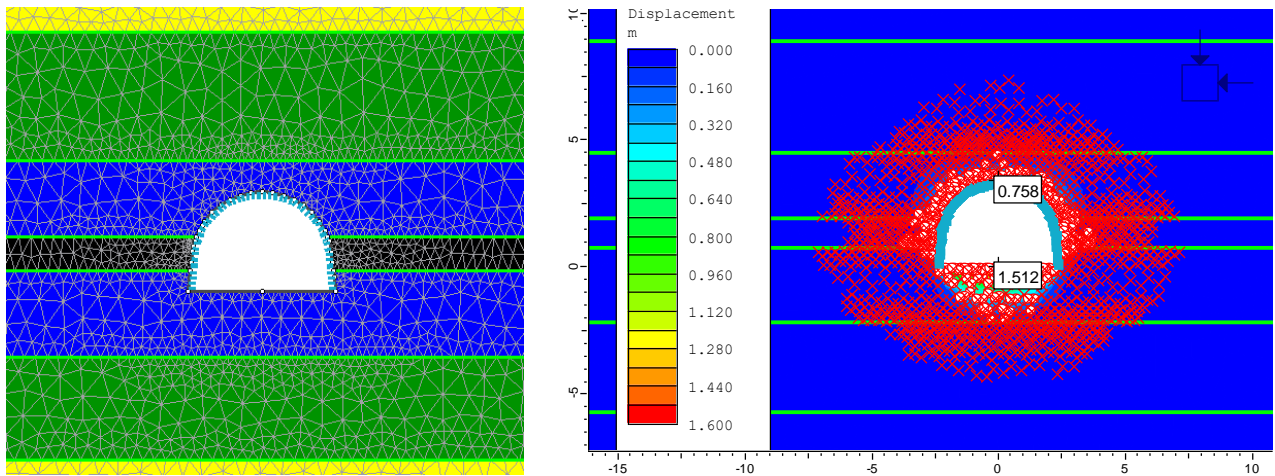


Рис. 4.10. Скінчено-елементна модель з рамним кріпленням при одностадійному вирішенні (а) і картина переміщень (б) при навантаженні моделі з рамним кріпленням

При багатостадійному вирішенні на 20-й стадії в покрівлі виробки отримані зміщення, що дорівнюють 0,24 м, а в підшві – 0,35 м, що менше відносно випадку без кріплення (на 20-й стадії) в 2,7 і 1,6 рази відповідно. Порівняння отриманих чисельних результатів з результатами натурних спостережень для випадку відсутності впливу лави (табл. 4.2) показує, що результати багатостадійного рішення ближче до отриманих при натурних спостереженнях [103] на етапі поза впливом лави. Вони краще корелюють з результатами натурних спостережень у близьких гірничо-геологічних умовах, ніж результати одностадійного рішення.

Таблиця 4.2

Порівняння впливу стадійності рішення чисельної завдання

Показник	Одностадійне рішення	Багатостадійне рішення	Натурні виміри [102]
Зміщення в покрівлі, м	0,76	0,2	0,22
Зміщення в підшві, м	1,51	0,65	0,72

В ході вирішення тестового завдання також відпрацьовувалися особливості організації чисельної процедури. Так, оцінювався вплив характеру розбиття

скінчено-елементної сітки і структури самої моделі на отриманий результат рішення (див. рис. 4.11).

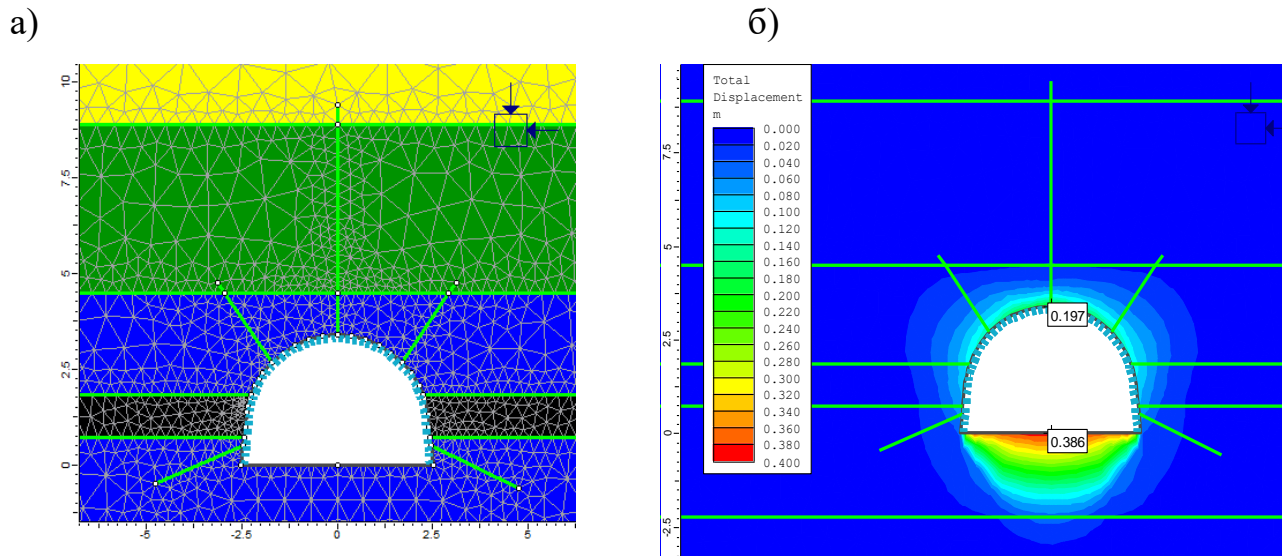


Рис. 4.11. Скінчено-елементна модель з рамним кріпленням при багатостадійному вирішенні (а) і картина переміщень (б) при навантаженні моделі з рамним кріпленням при багатостадійному вирішенні

На рис. 4.11,а і б представлені скінчено-елементна модель і картина переміщень при навантаженні одиночної виробки (з урахуванням впливу рамно-анкерного кріплення) з попередньо введеними в розрахункову схему структурними елементами, за якими в подальшому в структуру моделі вводилися імітації анкерів. Ці структурні елементи вводяться в модель для того, щоб при подальшому розрахунку виключити можливість появи помилки, пов'язаної з розбивкою скінчено-елементної сітки.

Як видно з рис. 4.12,а і рис. 4.12,б попереднє введення структурних елементів в скінчено-елементну сітку в значній мірі впливає на отримані при розрахунку результати: наявність попередньо введених структурних елементів призводить до зменшення величини зсувів як на контурі покрівлі, так і по підшві виробки.

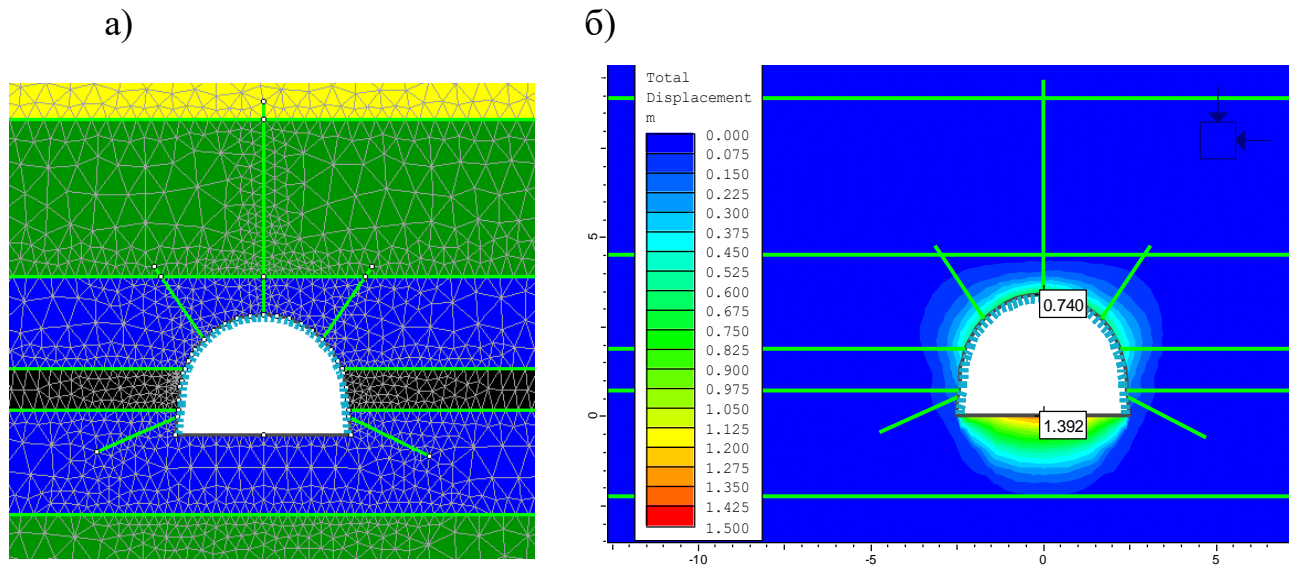


Рис. 4.12. Скінчено-елементна модель з рамним кріпленням і структурними елементами (анкери) при одностадійному вирішенні (а) і картина переміщень (б) при навантаженні моделі з рамним кріпленням і структурними елементами (анкери)

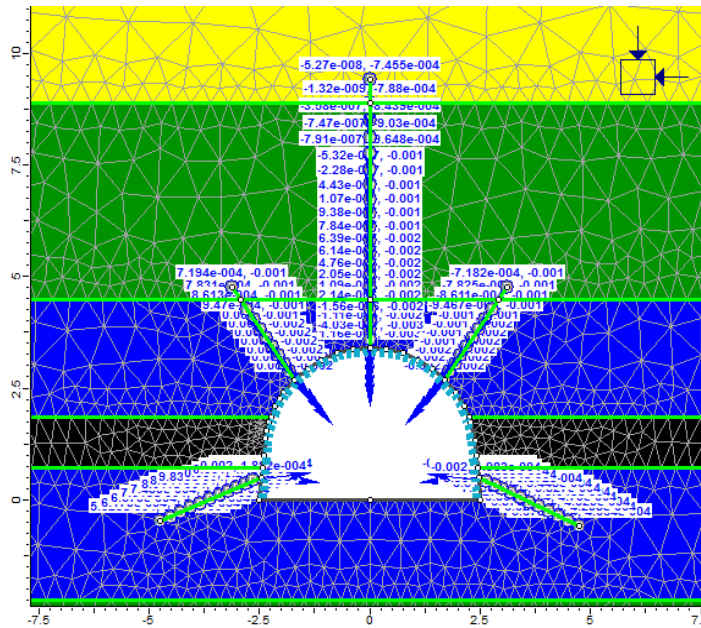
З огляду на те, що ці структурні елементи з точки зору моделі є умовно-постійними факторами, слід при створенні розрахункових моделей відразу вводити в них ту кількість структурних елементів, яка є необхідною для вирішення задач з анкерами.

На 5-ій стадії чисельного рішення необхідно встановити переміщення вузлів скінчено-елементної сітки, які будуть відповідати встановленим в модель анкерам, при цьому величини їх переміщень по осі абсцис і осі ординат дорівнюють, отриманим на попередній, 4-ої, стадії вирішення чисельного завдання (рис. 4.13,а і б).

Таким чином, комплекс виконаних розрахунків на тестових завданнях показав, що для вирішення задач по обґрунтуванню параметрів кріплення і охоронних конструкцій транспортних штреків, призначених для повторного використання, слід використовувати метод кінцевих елементів в реалізації ПП «Phase-2»; завдання слід вирішувати в пружно-пластичній постановці способом постадійного рішення; в задачах з анкерами структурні елементи, за якими будуть встановлюватися скінчено-елементні анкери, слід вводити в скінчено-елементну сітку до початку розрахунку в кількості, необхідній при вирішенні всього

комплексу завдань з анкерами; рамне кріплення (при необхідності її моделювання) повинна вводиться в модель на 5-ій стадії вирішення завдання.

а)



б)

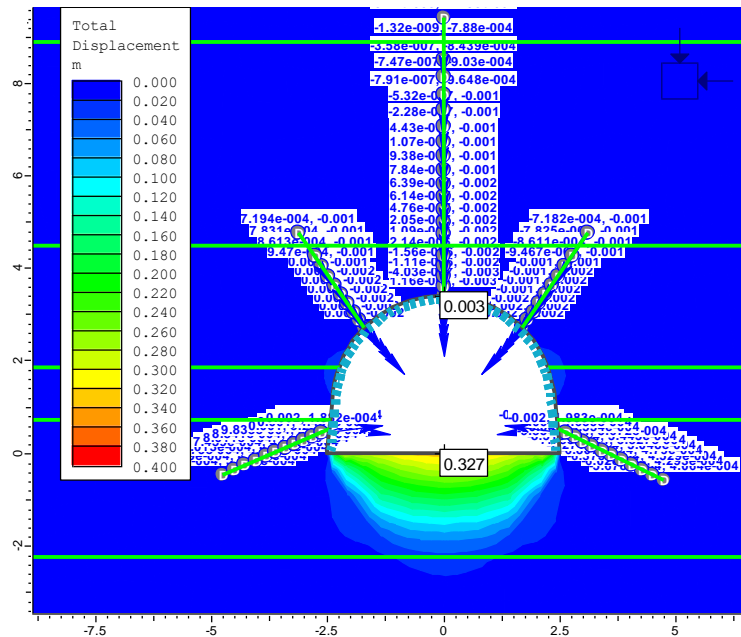


Рис. 4.13. Скінчено-елементна модель з рамно-анкерним кріпленням (а) і картина переміщень (б) при навантаженні моделі з рамно-анкерним кріпленням

Для перевірки відповідності побудованої чисельної моделі щодо модельованих умов необхідні відомості про стан підземних виробок, що



експлуатуються в подібних гірничо-геологічних умовах, і при характерних видах і формах проявів гірського тиску в них.

Якщо картина розвитку геомеханічних процесів, яка отримана в моделі, буде далека від спостережуваної в реальних умовах у виробках, подібних тим, що моделюється, то це може вказувати як на помилки числових даних, що вводяться в модель, так і на принципові помилки при побудові моделі. У першому випадку проблема вирішується повторним введенням достовірних даних в модель, у другому ж – потрібне додаткове коригування або калібрування моделі.

Коригування моделі в простих випадках може полягати в зміні геометричних розмірів моделі, введенням в вихідні дані додаткових характеристик, зміну параметрів розбиття скінчено-елементної сітки, уточнення граничних умов на краях моделі і т.п.

У найбільш складних випадках для коригування моделі може знадобитися зміна формулювання чисельного завдання (плоска / об'ємна задача) шляхом прийняття до розрахунку відмінних від початково заданих теорій міцності і моделей середовища, перехід від статичного аналізу до вирішення динамічних задач.

Калібрування моделі не вимагає кардинальних змін в ній і полягає найчастіше у введенні в граничні умови коригувальних коефіцієнтів, таких, як, наприклад, коефіцієнт концентрації напружень від впливу очисних робіт і т.п.

Виходячи з аналізу рішення «тестових завдань», в актуальних дослідженнях етапи експлуатації штреку, відповідні його спорудженню та роботі поза зоною впливу лави при багатостадійному рішенні, повинні моделюватися за 20 перших стадій розрахунку. Для моделювання етапу експлуатації штреку в зоні впливу очисних робіт, в завдання слід додавати ще 7 стадій, тобто загальна кількість розрахункових стадій має становити 27. Урахування впливу опорного тиску в численних завданнях повинен здійснюватися введенням в граничні умови задачі коефіцієнта концентрації напружень, величина якого від стадії до стадії може змінюватися, імітуючи зростання величини опорного тиску в міру підходу лави до

досліджуваного перерізу, досягаючи при стадії 27 максимальної величини, рівної 1,5, прийнятої з досліджень [26, 95].

#### **4.4. Чисельне моделювання пружно-деформованого стану породного масиву навколо виробки, яка використовується повторно**

Повторне використання транспортних підготовчих виробок вугільних шахт сприяє мінімізації експлуатаційних витрат на видобуток вугілля і, відповідно, зменшенню його виробничої собівартості [99-103]. При цьому виникає у чистому вигляді оптимізаційна задача: зменшення витрат на спорудження додаткової виробки вимагає збільшення витрат на підтримку у експлуатаційному стані виробки, що використовується повторно. Необхідно знайти таке інженерне рішення, при якому стійкість виробки, що використовується повторно, була б достатньою, а вартість заходів по її забезпеченню – мінімальною.

Вирішувати таку задачу шляхом проб і помилок неможливо, єдиний шлях – це вирішення її чисельними методами. У дисертації задача, яка полягає у обґрунтуванні належних параметрів кріплення, вирішена методом скінчених елементів, що покладений в основу програмного продукту Phase 2 канадської компанії Rocscience.

У якості підготовчої виробки, яку планується використати повторно, прийнято четвертий північний конвеєрний штрек пласта  $m_4^2$  ДП «Шахта Краснолиманська».

У процесі експлуатації виробка поступово проходить наступні чотири геомеханічні ситуації:

**Стадія 1:** 4 північний конвеєрний штрек пласта  $m_4^2$  пройдений перетином  $13,4 \text{ м}^2$ . Кріплення покрівлі виробки здійснювалося сталеполімерними анкерами, додаткове закріплені боки виробки 3-ма полімерними анкерами довжиною 1,5 м. Виробка знаходиться під впливом вибою лави. Остаточний переріз штреку дорівнює  $12,2 \text{ м}^2$ .

**Стадія 2:** у період проходу на рівні вікна виконувалися установка органного ряду, викладка кострів.



**Стадія 3:** після проходження лави виконувалось підсилення кріплення стійками з боку лави, а також в перетині виробки. Збереження перерізу штреку до мінімального з  $S_{св} = 6,5 \text{ м}^2$ .

**Стадія 4:** виробка знаходиться поза зоною вікна лави, залишковий переріз дорівнює  $6,5 \text{ м}^2$ . Для забезпечення необхідного перетину (зазорів) виконується підривання порід підосви з розширенням виробки очисного простору, до перерізу  $10,4 \text{ м}^2$  у світлі.

В процесі обчислень для кожної ситуації аналізувалися кінцеві переміщення контуру виробки. Завдання полягало у визначенні таких параметрів кріплення, які дозволяли би повторне використання конвеєрного штреку.

У процесі чисельного експерименту моделюється поетапне зведення елементів кріплення і кострів. Для кожної досліджуваної ситуації вирішується задача плоскої деформації.

Початкова (нульова) розрахункова схема наведена на рис. 4.14. Глибина розташування виробки – 482 м, потужність вугільного пласта – 0,9 м, кут нахилу – 8 град.

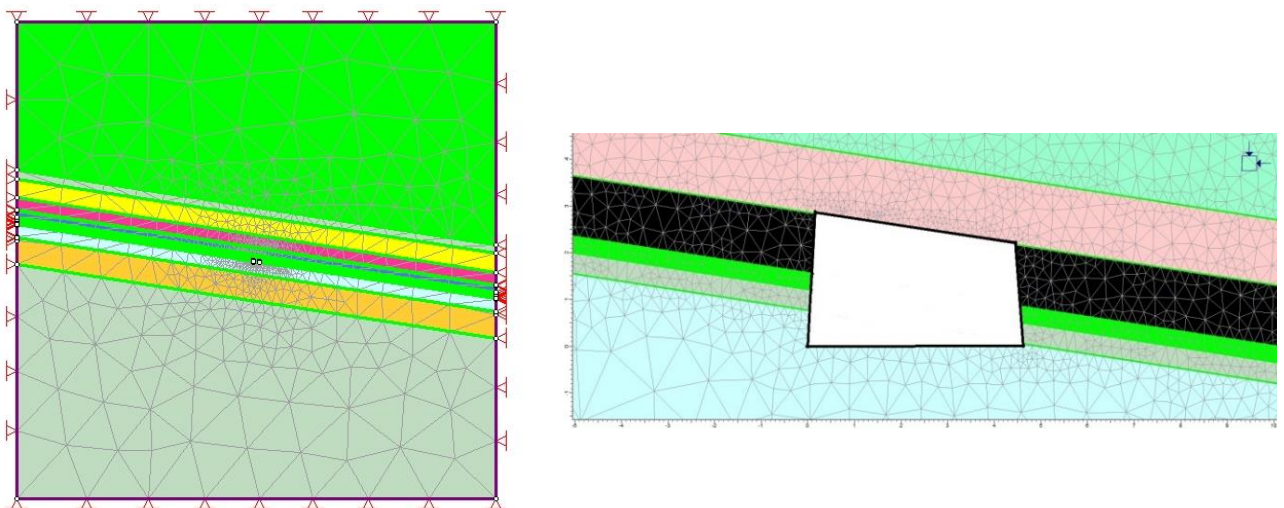


Рис. 4.14. Початкова (нульова) розрахункова схема

При цьому можливості програмного продукту дозволяють запам'ятовувати результати попередніх обчислень і використовувати їх при моделюванні наступної ситуації.

У перерізі конвеєрна виробка має форму неправильної трапеції. Для початкової ситуації, коли штрек знаходиться поза зоною впливу лави, потрібно було визначити таку кількість анкерів, при якій зміщення контуру виробки не перевищувало би порогу здимання (0,3 м) і величина перерізу остаточно втратила би не більше 10 % від початкової величини – 13,4 м<sup>2</sup>.

На рис. 4.15 у графічному вигляді наведені результати обчислень, з яких витікає, що величини зміщення контуру виробки у випадку, коли кріплення відсутнє, достатньо великі: максимальна величина підняття порід підпошви дорівнює 0,55 м, покрівлі – 0,65 м, боків – 0,31 м. При таких деформаціях слід вважати виробку такою, що втратила стійкість.

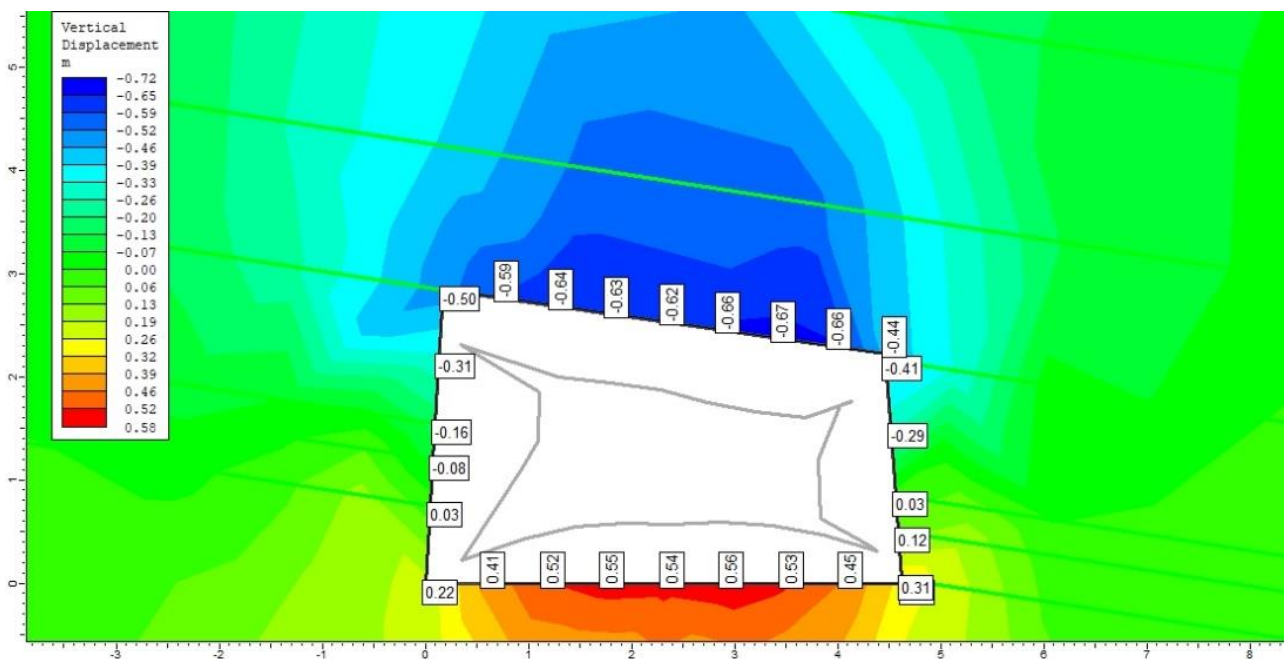


Рис. 4.15. Результати зміщення контуру порід виробки у випадку, коли кріплення анкерами відсутнє (N=0)

Наступним кроком геомеханічних досліджень було моделювання чотирьох проміжних ситуацій, коли послідовно збільшувалась кількість анкерних болтів, їх розташування по контуру, конструкція і матеріал:

- ситуація 1 – чотири сталеполімерні анкери довжиною 2,4 м, діаметром 28 мм встановлено симетрично у покрівлю виробки;
- ситуація 2 – шість сталеполімерних анкерів довжиною 2,4 м, діаметром 28 мм встановлено у покрівлю виробки;
- ситуація 3 – вісім сталеполімерних анкерів довжиною 2,4 м, діаметром 28 мм встановлено у покрівлю виробки;
- ситуація 4 – вісім сталеполімерних анкерів довжиною 2,4 м, діаметром 28 мм, три канатних анкери довжиною 7 м встановлені симетрично у покрівлю виробки, два полімерних анкери довжиною 1,5 м по боках у вугільний пласт та 3 (2+1) у бокові породи.

Для кожної геомеханічної ситуації обчислювались максимальні величини зміщень порід покрівлі і підшви, а також остаточного перерізу. Результати проміжних обчислень наведені на рис. 4.16-4.19, а їх узагальнені залежності на рис. 4.20.

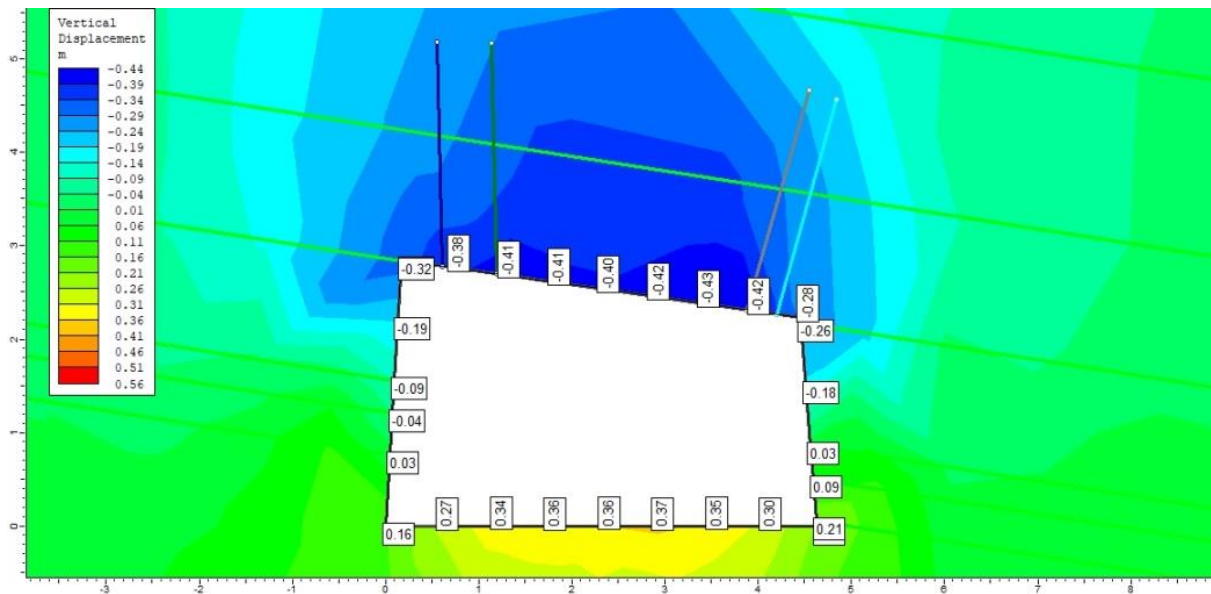


Рис. 4.16. Результати зміщення величин контуру порід виробки у випадку, коли кріплення виконувалося: 4-ма сталеполімерними анкерами у покрівлі виробки,  $L=2400$  мм, діам. 28 мм

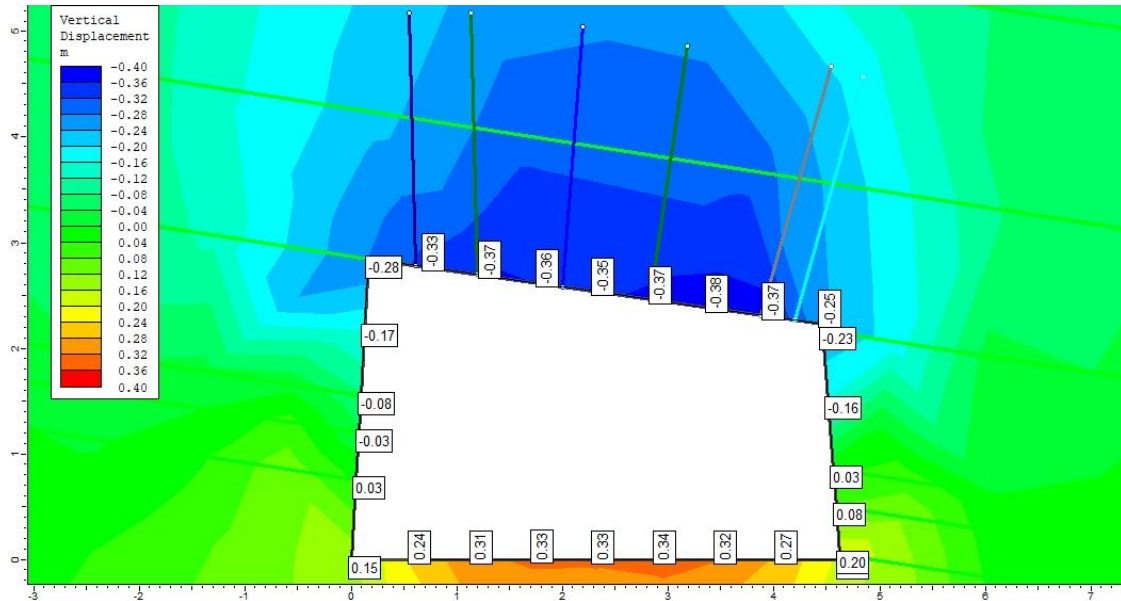


Рис. 4.17. Результати зміщення величин контуру порід виробки у випадку, коли кріплення виконувалося: 6-ма сталеполімерними анкерами у покрівлі виробки,  $L=2400$  мм, діам. 28 мм

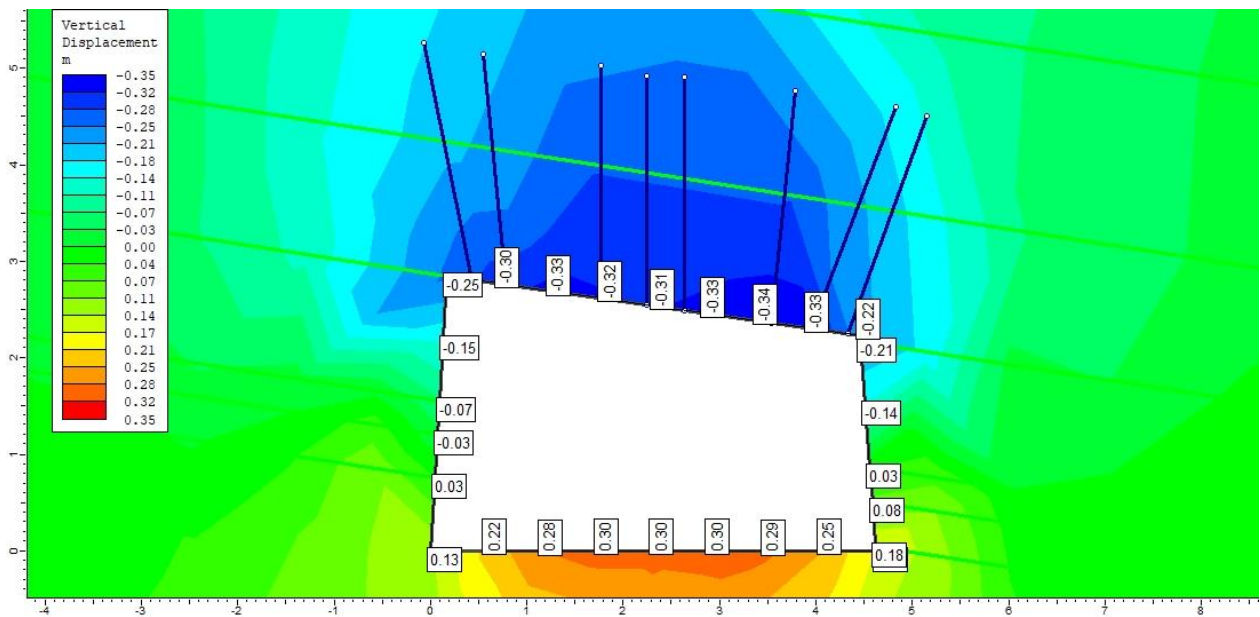


Рис. 4.18. Результати зміщення величин контуру порід виробки у випадку, коли кріплення виконувалося: 8-ма сталеполімерними анкерами у покрівлі виробки,  $L=2400$  мм, діам. 28 мм

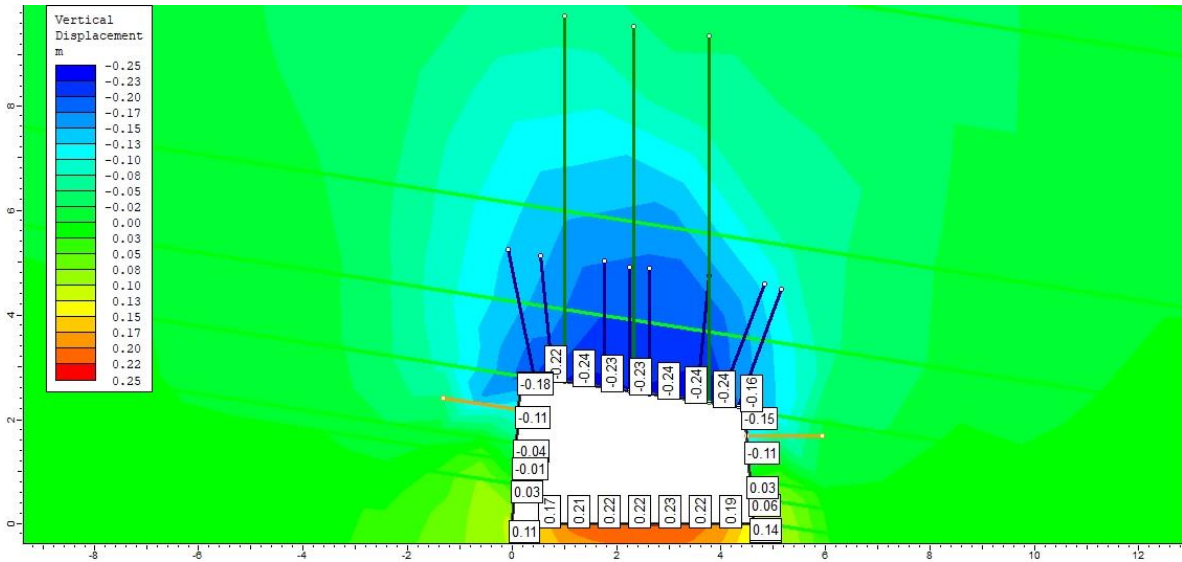
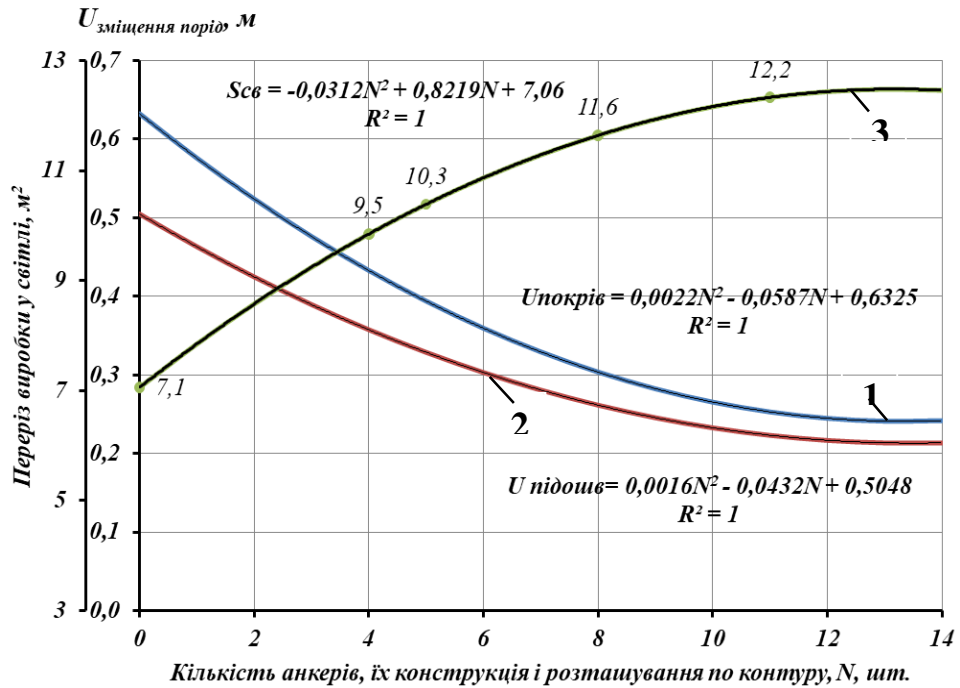


Рис.

4.19. Результати зміщення величин контуру порід виробки у випадку, коли кріплення виконувалося: 8-ма сталеполімерними анкерами у покрівлі виробки,  $L=2400$  мм, діам. 28 мм, 3-ма канатними  $L=7000$  мм у покрівлі виробки, 2-ма з боків виробки  $L=1500$  мм у вугільному пласті та 3 (2+1) у бокові породи



бки



Рис. 4.20. Графіки залежності величини зміщення контуру виробки та перерізу виробки у світлі від кількості анкерів: 0 - немає анкерів; 4 – 4 сталеполімерних анкерів  $L=2400$  мм, діам. 28 мм у покрівлі виробки; 6 – 6 сталеполімерних анкерів  $L=2400$  мм, діам. 28 мм у покрівлі виробки; 8 – 8 сталеполімерних анкерів  $L=2400$  мм, діам. 28 мм у покрівлі виробки; 13 – 8 сталеполімерних анкерів  $L=2400$  мм, діам. 28 мм у покрівлі виробки, 3 канатних  $L=7000$  мм у покрівлі виробки, 2 полімерних анкери  $L=1500$  мм з боків виробки у вугільному пласті та 3 (2+1) у бокові породи

З них витікає, що величини, які контролюються, тобто максимальні величини зміщень контуру і остаточного перерізу нелінійно змінюються в залежності від кількості анкерів і можуть бути апроксимовані наступними поліноміальними рівняннями:

$$U_{\text{покрів}} = 0,0022N^2 - 0,0587N + 0,6325, \quad (4.13)$$

$$U_{\text{підшов}} = 0,0016N^2 - 0,0432N + 0,5048, \quad (4.14)$$

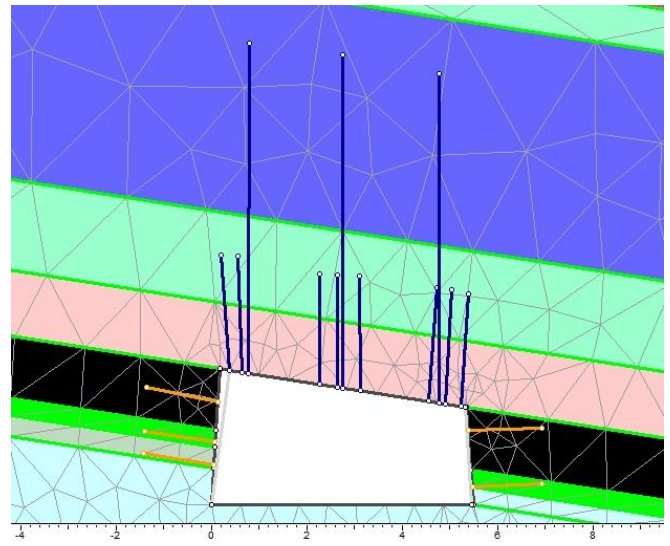
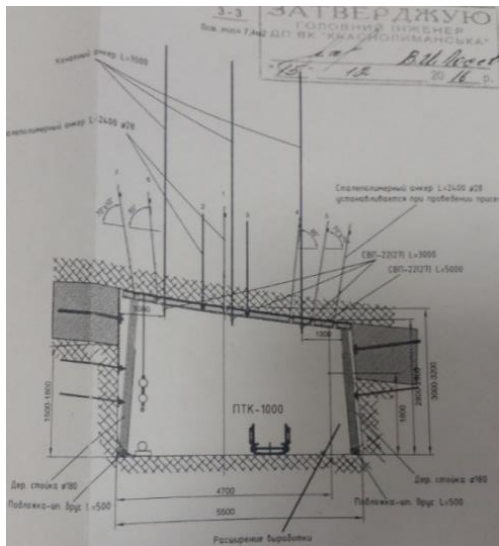
$$S_{\text{св}} = -0,0312N^2 + 0,8219N + 7,06. \quad (4.15)$$

Це дозволяє прогнозувати стан виробки на стадії її проектування. Формування геомеханічної ситуації 1 починається з початком впливу на штрек виробленого простору лави. На момент завершення ситуації залишок перерізу у світлі конвеєрної виробки дорівнює за розрахунками  $12,2 \text{ м}^2$  (рис. 4.19.). Розрахункова схема лишається такою, що наведено на рис. 4.19, а вплив лави ураховується введенням додаткового коефіцієнту у зовнішнє навантаження, який дорівнює 1,3 [96-97]. Величини переміщень порід покрівлі, боків і підшови за розрахунками не перевищують 0,25 м.

Наступним кроком досліджень є моделювання геомеханічної ситуації 2 (рис. 4.21).

а)

б)



в)

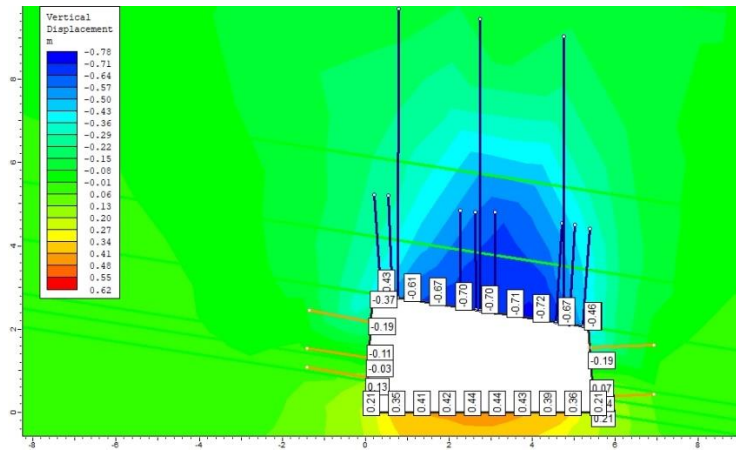


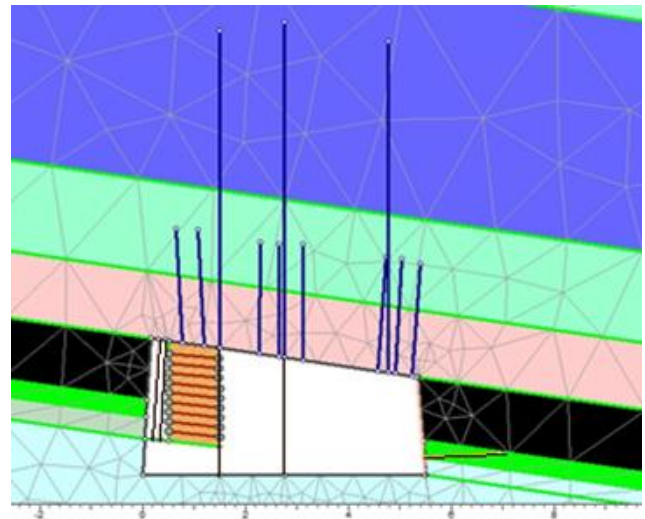
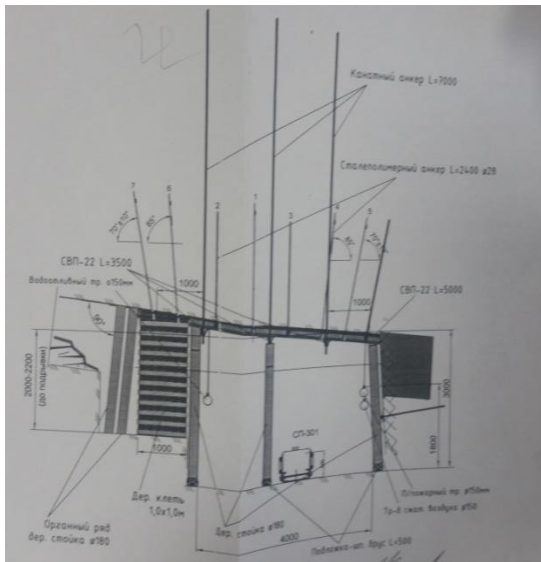
Рис. 4.21. Геомеханічна ситуація 1: а) паспорт кріплення;

б) розрахункова схема; в) переміщення контуру виробки

Для того, щоб витримати підвищені навантаження у лаві з боку лави, додатково облаштовується органічний ряд, викладаються костри. За розрахунками остаточний переріз виробки у світлі до підхода вікна лави становить  $10,2 \text{ м}^2$  (рис. 4.22). При цьому переміщення порід покрівлі складають  $0,3 \text{ м}$ , а порід підосви –  $0,49 \text{ м}$ , що потребує виконання робіт з підривки. Зняття порід виконується на величину, приблизно  $0,5 \text{ м}$ .

а)

б)



в)

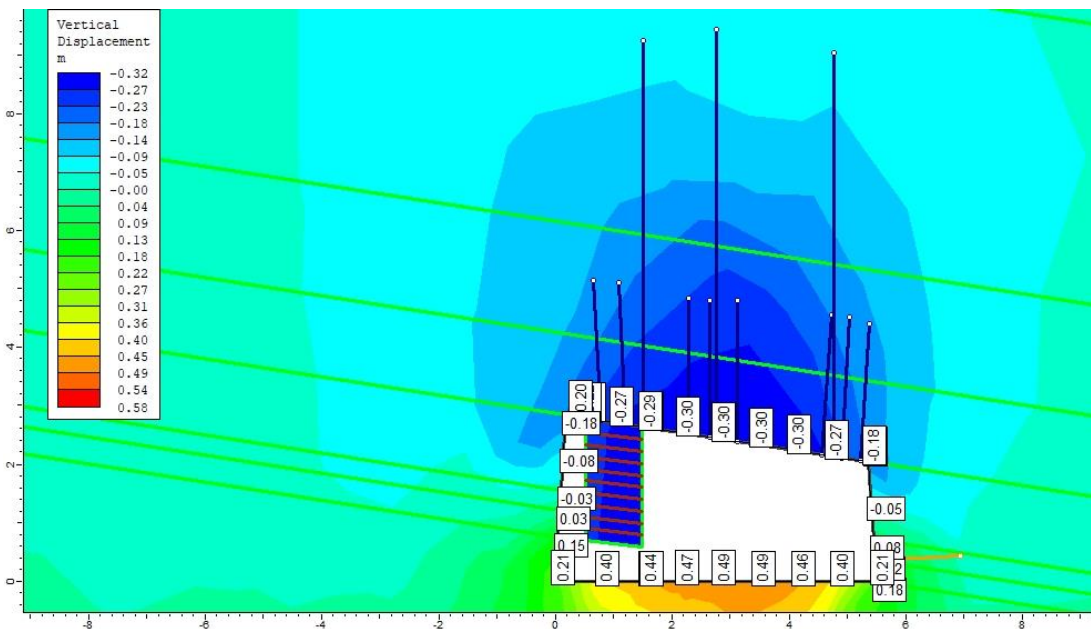


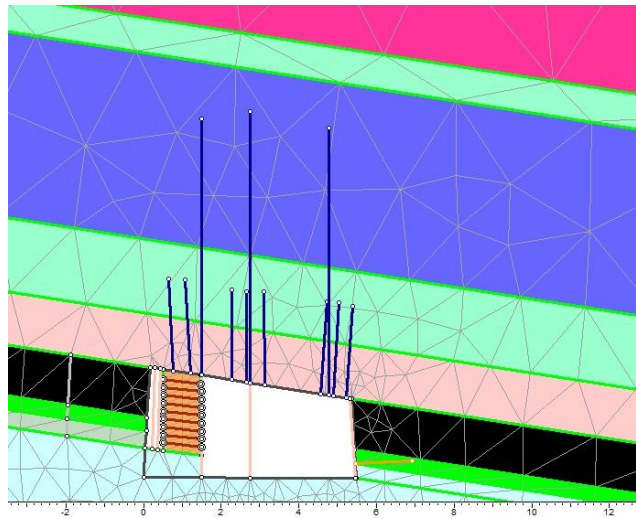
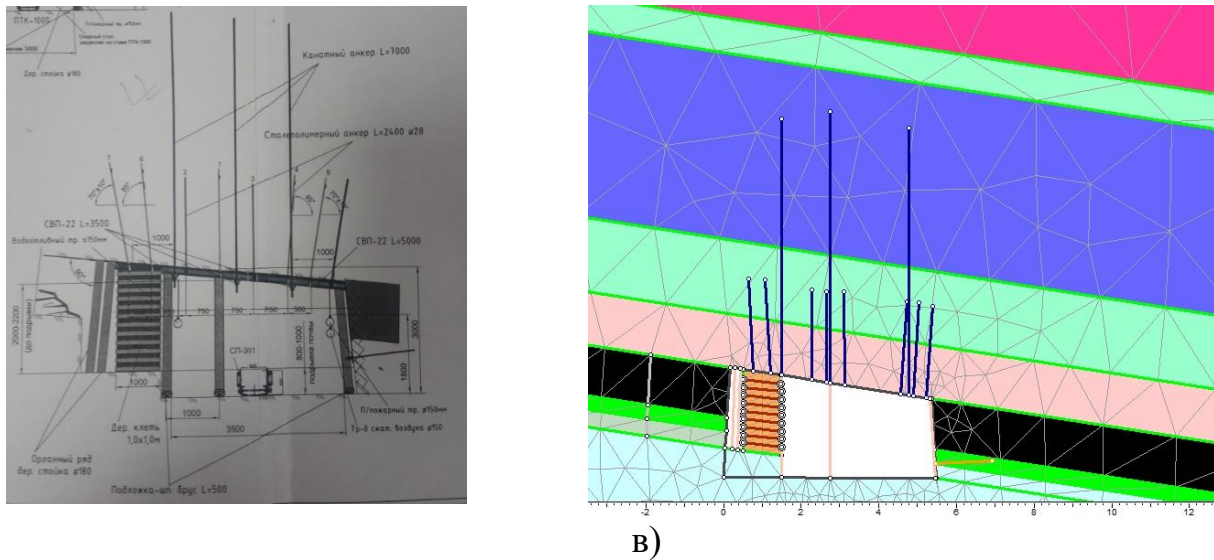
Рис. 4.22. Геомеханічна ситуація 2: а) паспорт кріплення; б) розрахункова схема; в) переміщення контуру виробки

Більш складною з точки зору деформування контуру виробки є ситуація 3. Для підтримання виробки у ній з боку лави і в перерізі виробки облаштовуються додаткові стойки. Це за розрахунками дозволить зменшити переміщення порід покрівлі і підшви, отримати остаточний переріз на рівні  $4,6 \text{ м}^2$  (рис. 4.23). Величини переміщень після попередньої підривки становлять: для порід покрівлі –  $0,33 \text{ м}$ , для порід підшви –  $0,25 \text{ м}$ , площа остаточного перерізу –  $6,5 \text{ м}^2$ .

а)

б)





В)

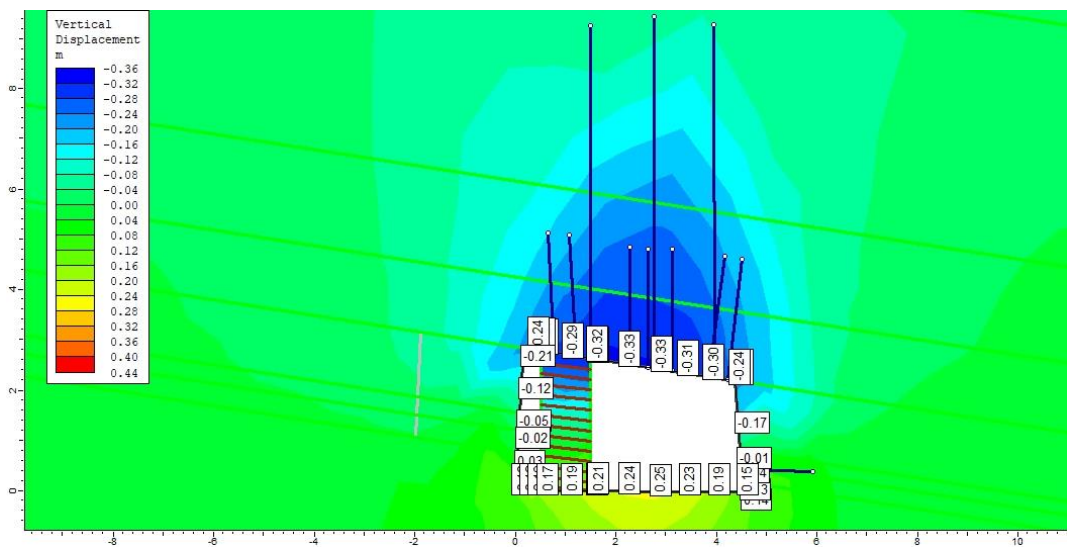
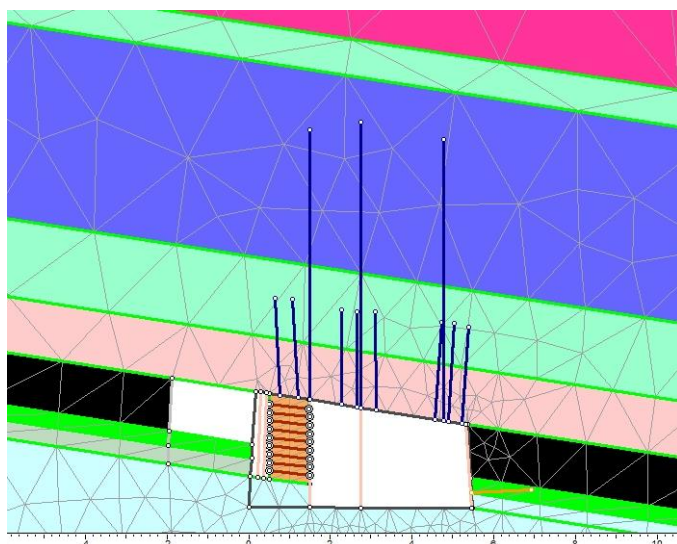
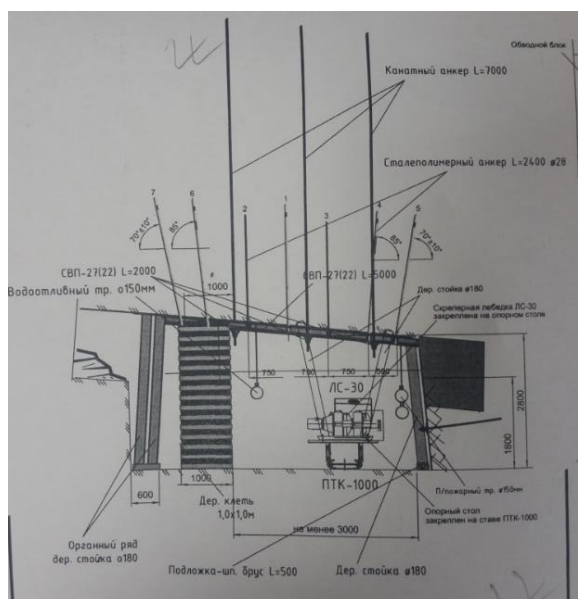


Рис. 4.23. Геомеханічна ситуація 3: а) паспорт кріплення; б) розрахункова схема; в) переміщення контуру виробки

Найбільші деформації виробка отримає після проходу лави, коли остаточний переріз буде дорівнювати  $6,5 \text{ м}^2$  (ситуація 4). Переміщення порід покрівлі становлять  $0,36 \text{ м}$ , підшви –  $0,55 \text{ м}$ . Це потребує виконання ремонтних робіт з підривки порід підшви і розширення виробки до перерізу  $10,4 \text{ м}^2$  (рис. 4.24).

а)

б)



в)

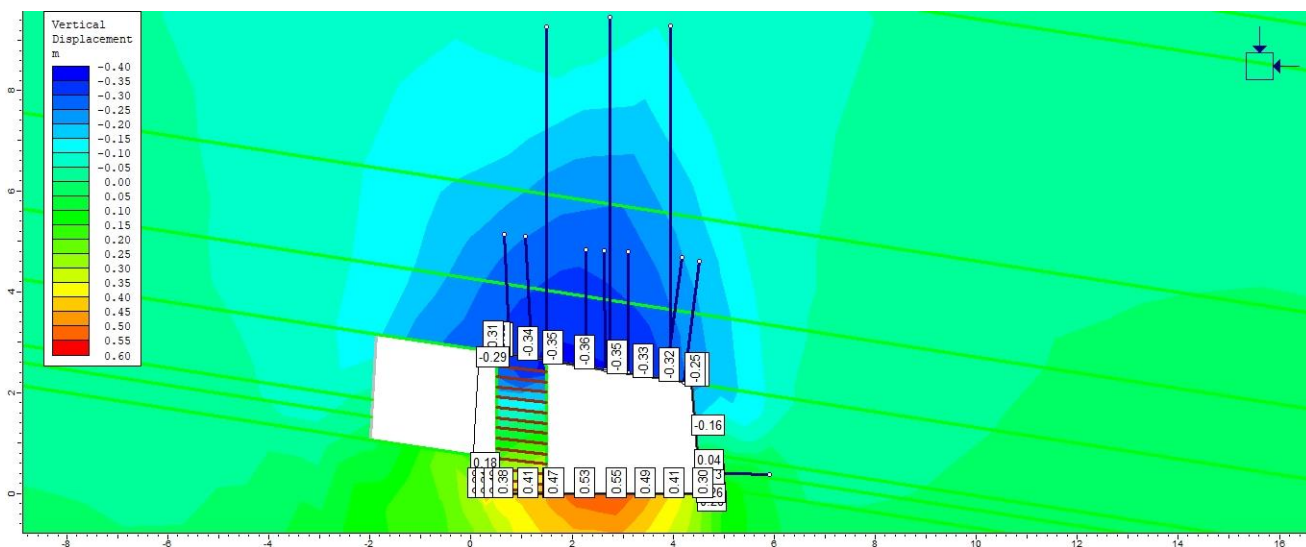


Рис. 4.24. Геомеханічна ситуація 4: а) паспорт кріплення; б) розрахункова схема; в) переміщення контуру виробки

У такому стані виробка стає придатною до її повторного використання. Узагальнюючий результат обчислень наведено на рис. 4.25.

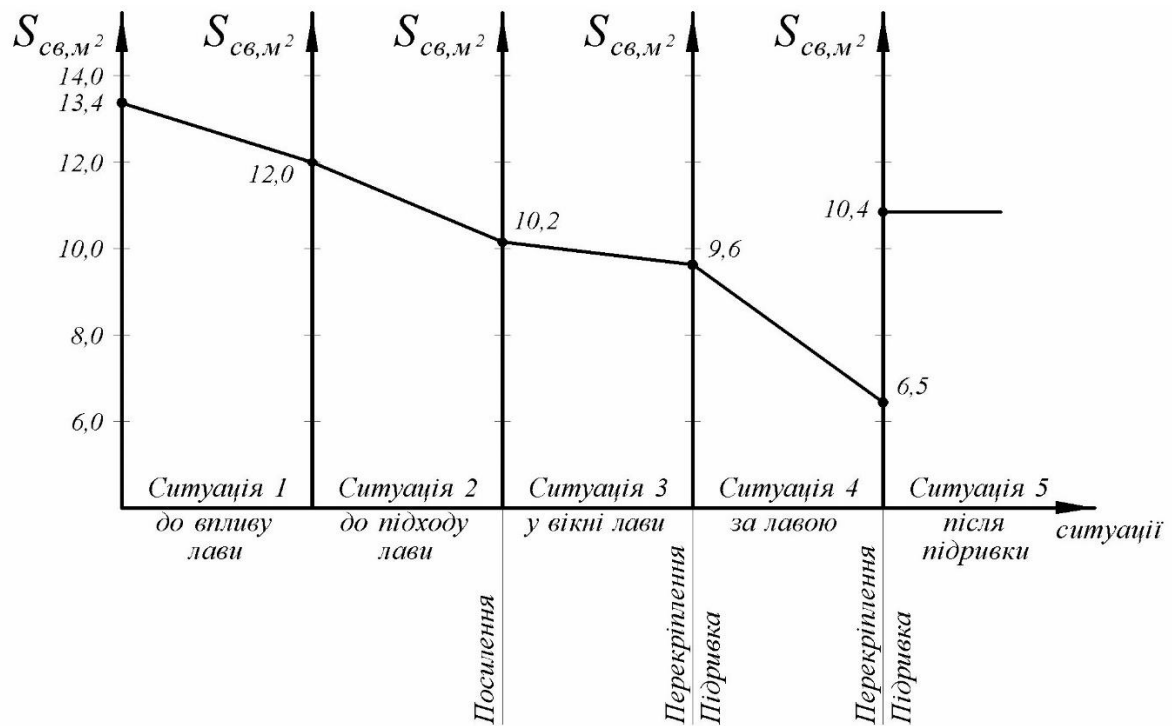


Рис. 4.25. Зміна величини перерізу виробки у світлі залежно від геомеханічних ситуацій проведення виробки

З нього наочно витікає етапність виконання необхідних заходів, що забезпечують необхідну стійкість конвеєрних виробок, які використовуються повторно, а також можливість виконання фінансового аналізу.

#### Висновки до розділу 4

1. Виконано огляд розрахункових методів, що дозволяють вирішити геомеханічні задачі про стійкість підготовчої виробки в зоні впливу лави.

2. Розроблено й обґрунтовано геомеханічну модель щодо визначення напружено-деформованого стану породного масиву навколо системи «лава-охоронна конструкція-виробка».

3. Виконано верифікацію моделі і підготовлено методику виконання чисельного експерименту.

4. Розглянуто ситуації, коли конвеєрна виробка за весь час свого існування проходить чотири стадії, що відрізняються ступенем навантаження на кріплення і, відповідно, деформаціями контуру. Це наступні геомеханічні ситуації: - до

підхода лави; у процесі підхода вибою лави; у вікні лави; після проходження лави; стадія підризки і розширення виробки (Ситуація 5).

5. Геомеханічній ситуації за номером два передують перша ситуація, коли виробка знаходиться поза зоною впливу вибою лави. Ця ситуація слугує відправною для всіх наступних технічних рішень, які направлені на можливість повторного використання підготовчих виробок вугільних шахт.

6. Початкова стійкість конвеєрної виробки оцінюється величиною залишкового перерізу, який знаходиться у поліноміальній залежності від кількості і конструкції анкерів, розташованих в покрівлі і боках виробки, що дозволяє визначити такі їх параметри, при яких за умови поетапної установки підсилюючих елементів (органний ряд, костри, ремонтини) з боку лави стає можливим повторне використання конвеєрних штреків.

7. Результати аналізу і обґрунтувань за матеріалами розділу 4 опубліковані в друкованих роботах [3, 100-104].

### СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. ШАШЕНКО А.Н. МЕХАНИКА ГОРНЫХ ПОРОД: УЧЕБНИК / А.Н. ШАШЕНКО, В.П. ПУСТОВОЙТЕНКО. – ДНЕПРОПЕТРОВСК: НГУ, 2003. – 399 С.
2. БЛЕХМАН И.И. МЕХАНИКА И ПРИКЛАДНАЯ МАТЕМАТИКА: ЛОГИКА И ОСОБЕННОСТИ ПРИЛОЖЕНИЙ МАТЕМАТИКИ / И.И. БЛЕХМАН, А.Д. МЫШКИС, Я.Г. ПАНОВКО.– М.: НАУКА, 1990.– 356 С.
3. SHAROVAL, V., SOLODYANKIN, A., HRYHORIEV, O. & DUBOVYK, O. DETERMINING THE PARAMETERS OF A NATURAL ARCH WHILE FORMING SUPPORT LOAD OF A HORIZONTAL ROADWAYS. *NAUKOVYI VISNYK NATSIONALNOHO HIRNYCHOHO UNIVERSYTETU*. 2021. №2. P. 69-80. (НАУКОМЕТРИЧНА БАЗА SCOPUS).

1. ВАТУЛЬЯН А.О. ОБРАТНЫЕ ЗАДАЧИ В МЕХАНИКЕ ДЕФОРМИРУЕМОГО ТВЕРДОГО ТЕЛА / А.О. ВАТУЛЬЯН.– М.: ФИЗМАТЛИТ, 2007.– 224 С.
2. МЕТОД КОНЕЧНЫХ РАЗНОСТЕЙ [ЭЛЕКТРОННЫЙ РЕСУРС] // ВИКИПЕДИЯ – СВОБОДНАЯ ЭНЦИКЛОПЕДИЯ.– РЕЖИМ ДОСТУПА: [HTTP://RU.WIKIPEDIA.ORG/W/INDEX.PHP?TITLE=МЕТОД\\_КОНЕЧНЫХ\\_РАЗНОСТЕЙ&OLDID=62712561](http://ru.wikipedia.org/w/index.php?title=Метод_конечных_разностей&oldid=62712561)
3. SINELAIR T. HERGETE APLICATIONS OF A COMPUTER MODEL TO THE ANALISIS OF ROCK-BACKFILL INTER / T.SINELAIR, S.E. SHILLABEER, J.N. HERGETE // APLL-ROCK MECH. MINING PROC. – 1978. – №2. – P. 45-51.
4. SHIMOTANI TAKATO ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТИ МРАМОРА ПРИ ПОЛИОСНОМ РАСПОЛОЖЕНИИ ЭЛЛИПТИЧЕСКИХ ТРЕЩИН С ПОМОЩЬЮ МЕТОДА СОБСТВЕННЫХ ДЕФОРМАЦИЙ / TAKATO SHIMOTANI, SIRO YAMATONI, UMETATO YAMAGUCHI // J. MINING AND MET. INST. JAP.– 1980. – 96, N 1110. – P. 529-534.
5. Everling G. Ein Gebirga rockreehenmodellee als Planung ehilt / G.Everling, A.G. Meyer // Gluckaut – Forach – H.33. – 1972. – S. 81-88.
6. Попович И.Н. Исследование эффективности элементов крепления и охраны выемочных выработок в условиях шахты «Партизанская» ГП «Антрацит» / Е.А. Сдвижкова, А.В. Солодянкин, И.Н. Попович, И.В. Дудка // Форум гірників-2014: Матеріали міжнародної конференції 1-4 жовтня 2014 р. Т. 2. Геомеханіка і геотехніка. – Дніпропетровськ: РВК НГУ. – 2014. – С. 97- 103.
7. NIENIDA NADASHI. ПРЕДЛОЖЕНИЕ ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ МЕТОДА СЕТОК ДЛЯ ТРЕХМЕРНОГО АНАЛИЗА СМЕЩЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД ПОД ВЛИЯНИЕМ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ. Ч.1. ИССЛЕДОВАНИЕ СМЕЩЕНИЙ ПОРОД ПРИ ОБРАЗОВАНИИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК / NADASHI NIENIDA, TETSUROKI URA ESAKI, TSUYOSHI, SHILANARA TO SHIRE // NUXON RJRE RFNUCU. J. MINING AND I MET JAP. – 1980. – №96. P. 455-260.

8. ZAUDERER E. FINITE DIFFERENCE METHODS, IN PARTIAL DIFFERENTIAL EQUATIONS OF APPLIED MATHEMATICS. THIRD EDITION / E. ZAUDERER // USA, HOBOKEN: JOHN WILEY & SONS, 2006.– 968 P.

9. LAPIDUS L. BASIC CONCEPTS IN THE FINITE DIFFERENCE AND FINITE ELEMENT METHODS / L. LAPIDUS, G.F. PINDER // NUMERICAL SOLUTION OF PARTIAL DIFFERENTIAL EQUATIONS IN SCIENCE AND ENGINEERING.– USA, HOBOKEN: JOHN WILEY & SONS, 1999.– 678 P.

10. WITTKE W. FINITE ELEMENT METHOD (FEM) / W. WITTKE // ROCK MECHANICS BASED ON AN ANISOTROPIC JOINTED ROCK MODEL (AJRM).– GERMANY, WEINHEIM: WILEY-VCH VERLAG GMBH, 2014.– 900 P.

11. KOKO T.S. NON-LINEAR ANALYSIS OF STIFFENED PLATES USING SUPER ELEMENTS / T.S. KOKO, M.D. OLSON // INTERNATIONAL JOURNAL FOR NUMERICAL METHODS IN ENGINEERING.– 1991.– №31.– VOL.2.– P. 319-343.

12. BOBET A.A. SIMPLE METHOD FOR ANALYSIS OF POINT ANCHORED ROCKBOLTS IN CIRCULAR TUNNELS IN ELASTIC GROUND / A.A. BOBET // ROCK MECHANICS AND ROCK ENGINEERING.– 2006.– №39.– VOL.4.– P.315-338.

13. ПАВЛОВА Л.Д. ДИСКРЕТИЗАЦИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА КОНЕЧНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ, КОНГРУЭНТНЫМ БЛОКАМ РАЗРУШАЕМОГО УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА / Л.Д. ПАВЛОВА // ВЕСТН. ТОМ. ГОС. УН-ТА.– 2004.– №284.– С.231-235.

14. МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ [ЭЛЕКТРОННЫЙ РЕСУРС] // ВИКИПЕДИЯ – СВОБОДНАЯ ЭНЦИКЛОПЕДИЯ.– РЕЖИМ ДОСТУПА: [HTTP://RU.WIKIPEDIA.ORG/W/INDEX.PHP?TITLE=МЕТОД\\_КОНЕЧНЫХ\\_ЭЛЕМЕНТОВ&OLDID=61385244](http://ru.wikipedia.org/w/index.php?title=метод_конечных_элементов&oldid=61385244)

15. ВЕКСЛЕР Ю.А. АНАЛИЗ ОБЪЕМНОГО НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ ЗАБОЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ / Ю.А. ВЕКСЛЕР, Н.А. ЖДАНКИН, С.Б.

КОЛОКОЛОВ // АНАЛИТИЧЕСКИЕ И ЧИСЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В МЕХАНИКЕ ГОРНЫХ ПОРОД. – НОВОСИБИРСК.: ИГД. – 1981. – С. 70-72.

16. РОЗИН Л.А. МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В ПРИЛОЖЕНИИ К УПРУГИМ СИСТЕМАМ / Л.А. РОЗИН.– М.: СТРОЙИЗДАТ, 1977. – 129 С.

17. ЗЕНКЕВИЧ О. МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В ТЕОРИИ СООРУЖЕНИЙ И В МЕХАНИКЕ СПЛОШНЫХ СРЕД: ПЕР. С АНГЛ. / О. ЗЕНКЕВИЧ, И. ЧАНГ. – М.: НЕДРА, 1974. – 239 С.

18. СЕГЕРЛИНД Л. ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ: ПЕР. С АНГЛ. / Л. СЕГЕРЛИНД. – М.: МИР, 1979. – 392 С.

19. СТРЕНГ Г. ТЕОРИЯ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ: ПЕР. С АНГЛ. / Г. СТРЕНГ, ДЖ. ФИКС. – М.: МИР, 1977. – 350 С.

20. ДЕКЛУ Ж. МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ: ПЕР. С ФРАН. / Ж. ДЕКЛУ. – М.: МИР, 1976. – 96 С.

21. АМУСИН Б.З., ФАДЕЕВ А.Б. МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ / Б.З. АМУСИН, А.Б. ФАДЕЕВ. – М.: НЕДРА, 1975. – 144 С.

22. АМУСИН Б.З. РАСЧЕТ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ КРЕПИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК НЕКРУГОВОГО ОЧЕРТАНИЯ С НЕОДНОРОДНЫМ ВЯЗКОУПРУГИМ МАССИВОМ ГОРНЫХ ПОРОД / А.З. АМУСИН // ФТПРПИ. – 1979. – № 2. – С. 100-102.

23. ЕРЖАНОВ Ж.С., КАРИМБАЕВ Т.Д. МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В ЗАДАЧАХ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД / Ж.С. ЕРЖАНОВ, Т.Д. КАРИМБАЕВ. – АЛМА-АТА.: НАУКА, 1975. – 238 С.

24. КРАВЧЕНКО К.В. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ КРЕПИ ДЕМОНТАЖНЫХ КАМЕР СТРУГОВЫХ ЛАВ: ДИСС...КАНД. ТЕХН. НАУК: 05.15.04 / КРАВЧЕНКО КОНСТАНТИН ВАЛЕРЬЕВИЧ.– ДНЕПРОПЕТРОВСК, 2012.– 152 С.

25. ALIABADI M.H. THE BOUNDARY ELEMENT METHOD. VOLUME 2: APPLICATIONS IN SOLIDS AND STRUCTURES / M.H. ALIABADI.– ENGLAND: JOHN WILEY AND SONS LTD, 2002.– 598 P.

26. КАЦИКАДЕЛИС ДЖОН Т. ГРАНИЧНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ: ТЕОРИЯ И ПРИЛОЖЕНИЯ / ДЖОН Т. КАЦИКАДЕЛИС.– М: ИЗД-ВО АСВ, 2007.– 336 С.

27. МЕТОД ГРАНИЧНОГО ЭЛЕМЕНТА [ЭЛЕКТРОННЫЙ РЕСУРС] // ВИКИПЕДИЯ – СВОБОДНАЯ ЭНЦИКЛОПЕДИЯ.– РЕЖИМ ДОСТУПА: [HTTP://RU.WIKIPEDIA.ORG/W/INDEX.PHP?TITLE=МЕТОД\\_ГРАНИЧНОГО\\_ЭЛЕМЕНТА&OLDID=61812475](http://ru.wikipedia.org/w/index.php?title=Метод_граничного_элемента&oldid=61812475)

28. БЕНЕРДЖИ П. МЕТОДЫ ГРАНИЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В ПРИКЛАДНЫХ НАУКАХ: ПЕР. С АНГЛ. / П.БЕНЕРДЖИ, Р.БАТЕЕРФИЛД. – М.: МИР, 1984. – 494 С.

29. ВЕКСЛЕР Ю.А. РЕШЕНИЕ ПРОСТРАНСТВЕННОЙ ЗАДАЧИ УПРУГОСТИ ДЛЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ / Ю.А.ВЕКСЛЕР, Н.А.ЖДАНКИН, С.Б.КОЛОКОЛОВ // ФТПРПИ. – 1981. – № 4. – С. 15-23.

30. ВЕКСЛЕР Ю.А. АНАЛИЗ ОБЪЕМНОГО НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ ЗАБОЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ / Ю.А.ВЕКСЛЕР, Н.А.ЖДАНКИН, С.Б.КОЛОКОЛОВ // АНАЛИТИЧЕСКИЕ И ЧИСЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В МЕХАНИКЕ ГОРНЫХ ПОРОД. – НОВОСИБИРСК.: ИГД. – 1981. – С. 70-72.

31. ПЕТУХОВ И.М. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ОКОЛО ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК ПРОИЗВОЛЬНОЙ ФОРМЫ В ПЛАНЕ / И.М. ПЕТУХОВ, В.В. ЗУБКОВ, И.А. ЗУБКОВА [И ДР.] // ФТПРПИ. – 1982. – № 5. – С. 3-8.

32. НОВИКОВА Л.В. ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ЗАБОЯ ВЫРАБОТКИ НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ КРЕПИ СОСЕДНИХ ВЫРАБОТОК И ОКРУЖАЮЩИХ ПОРОД / Л.В. НОВИКОВА, Н.П. УЛАНОВА, АБДУЛАХ КАСЕМ // НАУКОВИЙ ВІСНИК НГА УКРАЇНИ. – 1998. – №1. – С. 29-31.

33. НОВИКОВА Л.В. МЕТОД ГРАНИЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В ЗАДАЧАХ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ: МОНОГРАФИЯ / Л.В. НОВИКОВА,



П.И. ПОНОМАРЕНКО, В.В. ПРИХОДЬКО [И ДР.] – ДНЕПРОПЕТРОВСК: «НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ», 1997. – 180 С.

34. СДВИЖКОВА Е.А. ЧИСЛЕННЫЙ АНАЛИЗ РАБОТЫ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РАМНОЙ КРЕПИ В УСЛОВИЯХ СЛУЧАЙНОГО НАГРУЖЕНИЯ / Е.А. СДВИЖКОВА // ГОРНЫЙ ИНФОРМАЦИОННЫЙ АНАЛИТИЧЕСКИЙ БЮЛЛЕТЕНЬ. – 1997. – №4. – С. 163-166.

35. ПАРТОН В.З. ИНТЕГРАЛЬНЫЕ УРАВНЕНИЯ ТЕОРИИ УПРУГОСТИ / В.З. ПАРТОН, П.И. ПЕРЛИН.– М.: НАУКА, 1977.– 312 С.

36. DONZE F.V. ADVANCES IN DISCRETE ELEMENT METHOD APPLIED TO SOIL, ROCK AND CONCRETE MECHANICS [ЭЛЕКТРОННЫЙ РЕСУРС] / F.V. DONZE, V. RICHEFEU, S.-A. MAGNIER // STATE OF THE ART OF GEOTECHNICAL ENGINEERING, ELECTRONIC JOURNAL OF GEOTECHNICAL ENGINEERING.– 2009.–№8.– 44 P.– РЕЖИМ ДОСТУПА: [HTTP://WWW.EJGE.COM/BOUQUET08/DONZE/DONZE\\_PPR.PDF](http://www.ejge.com/bouquet08/donze/donze_ppr.pdf).

37. JING L. FUNDAMENTALS OF DISCRETE ELEMENT METHODS FOR ROCK ENGINEERING: THEORY AND APPLICATIONS / L. JING, O. STEPHANSSON.– OXFORD: ELSEVIER, 2007.– 545 P.

38. DURIEZ J. INCREMENTALLY NON-LINEAR PLASTICITY APPLIED TO ROCK JOINT MODELLING / J. DURIEZ, F. DARVE, F.-V. DONZÉ // INTERNATIONAL JOURNAL FOR NUMERICAL AND ANALYTICAL METHODS IN GEOMECHANICS.– 2013.– №37.– VOL.5.– P.453-477.

39. DANG H.K. AN EFFICIENT FINITE–DISCRETE ELEMENT METHOD FOR QUASI-STATIC NONLINEAR SOIL–STRUCTURE INTERACTION PROBLEMS / H.K. DANG, M.A. MEGUID // INTERNATIONAL JOURNAL FOR NUMERICAL AND ANALYTICAL METHODS IN GEOMECHANICS.– 2013.– №37.– VOL.2.– P.130-149.

40. KAWAMOTO T. A REVIEW OF NUMERICAL ANALYSIS OF TUNNELS IN DISCONTINUOUS ROCK MASSES / T. KAWAMOTO, Ö. AYDAN // INTERNATIONAL JOURNAL FOR NUMERICAL AND ANALYTICAL METHODS IN GEOMECHANICS.–1999.– №23.– VOL.13.– P.1377-1391.

41. KREMMER M. A METHOD FOR REPRESENTING BOUNDARIES IN DISCRETE ELEMENT MODELLING. PART I: GEOMETRY AND CONTACT DETECTION / M. KREMMER, J.F. FAVIER // INTERNATIONAL JOURNAL FOR NUMERICAL AND ANALYTICAL METHODS IN GEOMECHANICS.– 2001.– №51.– VOL.12.– P.1407-1421.

42. KREMMER M. A METHOD FOR REPRESENTING BOUNDARIES IN DISCRETE ELEMENT MODELLING. PART II: KINEMATICS / M. KREMMER, J.F. FAVIER // INTERNATIONAL JOURNAL FOR NUMERICAL AND ANALYTICAL METHODS IN GEOMECHANICS.– 2001.– №51.– VOL.12.– P.1423-1436.

43. CUNDALL P.A. A DISTINCT ELEMENT MODEL FOR GRANULAR ASSEMBLIES / P.A. CUNDALL, O.D.L. STRACK // GEOTECHNIQUE.– 1979.– №29.– P.47-65.

44. WILLIAMS J.R. THEORETICAL BASIS OF THE DISCRETE ELEMENT METHOD / J.R. WILLIAMS, G. HOCKING, G.G.W. MUSTOE // NUMERICAL METHODS OF ENGINEERING: THEORY AND APPLICATIONS.– ROTTERDAM: BALKEMA, 1985.

45. PANDE, G. NUMERICAL MODELING IN ROCK MECHANICS / G. PANDE, G. BEER, J.R. WILLIAMS.– ENGLAND: JOHN WILEY AND SONS LTD, 1990.

46. MUNJIZA A. THE COMBINED FINITE-DISCRETE ELEMENT METHOD / A. MUNJIZA.– ENGLAND: JOHN WILEY AND SONS LTD, 2004.– 352 P.

47. «РАЗРАБОТАТЬ И ОБОСНОВАТЬ ПАРАМЕТРЫ СПОСОБОВ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПЛАСТОВЫХ ВЫРАБОТОК, ПРОЙДЕННЫХ ПО ПЛАСТУ L1 В ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ОП ШАХТА 1/3 «НОВОГРОДОВСКАЯ» ГП «СЕЛИДОВУГОЛЬ»: ОТЧЕТ О НИР (ПРОМЕЖ.): 050392 / НАЦ. ГОРН. УН-Т; НАУЧ. РУК. А.Н. ШАШЕНКО; ИСПОЛН: Е.А. СДВИЖКОВА, А.В. СОЛОДЯНКИН, С.Н. ГАПЕЕВ [И ДР.]– Д., 2014.– 43 С.

48. ШАШЕНКО А.Н. ЧИСЛЕННОЕ РЕШЕНИЕ УПРУГОПЛАСТИЧЕСКОЙ ЗАДАЧИ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К УСТОЙЧИВОСТИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК / А.Н. ШАШЕНКО, С.Н. ГАПЕЕВ // НАУКОВИЙ ВІСНИК НГУ. – Д.: НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ, 2007. – №12.

49. СДВИЖКОВА Е.А. АНАЛИЗ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ МОНТАЖНЫХ КАМЕР СТРУГОВЫХ ЛАВ В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА / Е.А.СДВИЖКОВА, Д.В.БАБЕЦ, А.В.СМИРНОВ // НАУКОВИЙ ВІСНИК НГУ. – Д.: НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ, 2014, №5 - С.26-32.

50. КРАВЧЕНКО К.В., БАБЕЦЬ Д.В. ГЕОМЕХАНІЧНІ ЯВИЩА ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ КІНЦЕВИХ ДІЛЯНОК ЛАВ СТРУГОВИМИ КОМПЛЕКСАМИ (МОНОГРАФІЯ) / К.В. КРАВЧЕНК, Д.В. БАБЕЦЬ // Д.: НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ, 2015, 108 С.

51. SDVYZHKOVA O.O. ROCK STATE ASSESSMENT AT INITIAL STAGE OF LONGWALL MINING IN TERMS OF POOR ROCKS OF WESTERN DONBASS / O.O. SDVYZHKOVA, D.V. BABETS, K.V. KRAVCHENKO, A.V. SMIRNOV // THEORETICAL AND PRACTICAL SOLUTIONS OF MINERAL RESOURCES MINING – LEIDEN: CRC PRESS/BALKEMA, 2015.– P 65-70.

52. SHASHENKO O.M. STRENGTH ROCK PROPERTY FORECAST AT CONDITIONS OF MINE "KOMSO MOLETS DONBASSA" / O.M. SHASHENKO, D.V. BABETS, A.V. MARTOVITSKY // SCIENTIFIC REPORTS ON RESOURCE ISSUES - FRIEBERG: INTERNATIONAL UNIVERSITY OF RESOURCES, 2012. - VOL.2. - P. 221 - 227.

53. СДВИЖКОВА Е.А. ОБОБЩЕНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ ПРИ МОНТАЖЕ И ДЕМОНТАЖЕ СТРУГОВЫХ ЛАВ В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА С ЦЕЛЬЮ РАЗРАБОТКИ ТИПОВЫХ МАТЕРИАЛОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МОНТАЖНЫХ И ДЕМОНТАЖНЫХ КАМЕР / Е.А. СДВИЖКОВА, Д.В. БАБЕЦ, А.В. СМІРНОВ,

Ю.Я. ЧЕРЕДНИЧЕНКО // МАТЕРІАЛИ МІЖНАРОДНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ «ФОРУМ ГІРНИКІВ - 2013». – Д.: НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ, 2013 - С.257-264.

54. МАРТОВИЦКИЙ А.В. ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ПРОЙДЕННОЙ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ФОРМАХ ЕЕ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ» / А.В. МАРТОВИЦКИЙ, В.И. ПИЛЮГИН, Е.А. СДВИЖКОВА, Д.В. БАБЕЦ // МАТЕРІАЛИ МІЖНАРОДНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ «ФОРУМ ГІРНИКІВ - 2012». – Д.: НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ, 2012 - С.129-138.

55. ГАПЕЕВ С.Н. ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА ЧИСЛЕННЫХ МОДЕЛЕЙ / С.Н. ГАПЕЕВ, И.Ю. СТАРОТИТОРОВ // ГИАБ.– М: ИЗД-ВО МГГУ, 2009.– №1.– С.312-317.

56. СТАРОТИТОРОВ И.Ю. УСТОЙЧИВОСТЬ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТ КРИВБАССА, ПРОЙДЕННЫХ В НЕОДНОРОДНОМ ПОРОДНОМ МАССИВЕ: ДИС. ... КАНД. ТЕХН. НАУК, 05.15.09 / СТАРОТИТОРОВ ИГОРЬ ЮРЬЕВИЧ.– ДНЕПРОПЕТРОВСК, 2011.– 191 С.

57. СТАРОТИТОРОВ И.Ю. ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СТРУКТУРНО-НЕОДНОРОДНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ КОНТРОЛИРУЕМОГО РАЗРУШЕНИЯ / И.Ю. СТАРОТИТОРОВ, С.Н. ГАПЕЕВ // СБ. НАУЧ. ТРУДОВ ДОНБАССКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА.– АЛЧЕВСК: ДОНГТУ, 2011.– №35.– С.77-87.

58. РОЕНКО А.Н. УСТОЙЧИВОСТЬ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ В УСЛОВИЯХ БОЛЬШИХ ГЛУБИН РАЗРАБОТКИ: ДИС. ... Д-РА ТЕХН. НАУК: 05.15.04 / РОЕНКО АНАТОЛИЙ НИКОЛАЕВИЧ. – ДНЕПРОПЕТРОВСК, 1995. – 426 С.

59. БЕЛЛ Ф. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ОСНОВЫ МЕХАНИКИ ДЕФОРМИРУЕМЫХ ТВЕРДЫХ ТЕЛ. В 2-Х ЧАСТЯХ. ЧАСТЬ 1. МАЛЫЕ ДЕФОРМАЦИИ: ПЕР. С АНГЛ. [ПОД РЕД. А.П. ФИЛИНА] / Ф. БЕЛЛ – М: НАУКА. ГЛАВНАЯ РЕДАКЦИЯ ФИЗИКО- МАТЕМАТИЧЕСКОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, 1954 – 600 С.

60. ВЕНТЦЕЛЬ Е.С. ТЕОРИЯ ВЕРОЯТНОСТЕЙ: УЧЕБ. ДЛЯ ВУЗОВ. — 6-Е ИЗД. СТЕР. - М.: ВЫСШ. ШК., 1999.— 576 С.

61. СВЕШНИКОВ А.А. - ПРИКЛАДНЫЕ МЕТОДЫ ТЕОРИИ СЛУЧАЙНЫХ ФУНКЦИЙ. – М: НАУКА, 1968 – 463С.

62. Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А. Некоторые задачи статистической геомеханики. – Киев, Изд-во «Пульсары», 2002. – 302 с.

63. ШАШЕНКО А.Н. ДЕФОРМИРУЕМОСТЬ И ПРОЧНОСТЬ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД: МОНОГРАФИЯ / А.Н. ШАШЕНКО, Е.А. СДВИЖКОВА, С.Н. ГАПЕЕВ. – ДНЕПРОПЕТРОВСК: НГУ, 2008. – 224 С.

64. МОР О. ЧЕМ ОБУСЛОВЛЕН ПРЕДЕЛ ПРОЧНОСТИ И ВРЕМЕННОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ МАТЕРИАЛА / О. МОР // НОВЫЕ ИДЕИ В ТЕХНИКЕ. – ПЕТРОГРАД: ОБРАЗОВАНИЕ, 1915, № 1. С. 1-50.

65. БЕРОН А.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ ТРЕХОСНОГО НЕРАВНОМЕРНОГО СЖАТИЯ / А.И. БЕРОН, С.Е. ЧИРКОВ // НАУЧНЫЕ СООБЩЕНИЯ ИГД ИМ. А.А. СКОЧИНСКОГО, 1969. – С. 33-38.

66. ЧИРКОВ С.Е. ПРОЧНОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ТРЕХОСНОМ НЕРАВНОКОМПОНЕНТНОМ СЖАТИИ / С.Е. ЧИРКОВ // ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ, 1976 – №1.– С. 11-17.

67. КУЗНЕЦОВ Г.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРЕДЕЛЬНЫХ СОСТОЯНИЙ ХРУПКОГО МАТЕРИАЛА В РАЗЛИЧНЫХ УСЛОВИЯХ ТРЕХОСНОГО СЖАТИЯ / Г.Н. КУЗНЕЦОВ, И.Н. БУДЬКО // ПРОБЛЕМЫ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД. – НОВОСИБИРСК, ИЗД-ВО ИГД СО АН СССР, 1971.– С. 266-217.

68. АННИН Б.Д. ОДНА ПЛОСКАЯ УПРУГОПЛАСТИЧЕСКАЯ ЗАДАЧА ПРИ ЭКСПОНЕНЦИАЛЬНОМ УСЛОВИИ ТЕКУЧЕСТИ / Б.Д. АННИН // МЕХАНИКА ТВЕРДОГО ТЕЛА, 1966 – №3.– С. 122-123.

69. ПИСАРЕНКО Г.С. СОПРОТИВЛЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ ДЕФОРМИРОВАНИЮ И РАЗРУШЕНИЮ ПРИ СЛОЖНОМ НАПРЯЖЕННОМ СОСТОЯНИИ / Г.С. ПИСАРЕНКО, А.Л. ЛЕБЕДЕВ.– К.: НАУКОВА ДУМКА, 1969. – 209 С.

70. РАСЧЕТЫ НА ПРОЧНОСТЬ В МАШИНОСТРОЕНИИ. [ПОНОМАРЕВ С.Д., БИДЕРМАН В.Л. И ДР.]. – ТОМ I. – МОСКВА: МАШГИЗ, 1956. – 884 С.

71. НОЕК Е. PRACTICAL ESTIMATES OF ROCK MASS STRENGTH / Е. НОЕК, Е.Т. BROWN // INTERNATIONAL JOURNAL OF ROCK MECHANICS & MINING SCIENCES. – 1997. – VOL. 34, N 8. – P. 1165–1186.

72. НОЕК Е. PRACTICAL ROCK ENGINEERING, 2000 EDITION [ЭЛЕКТРОННЫЙ РЕСУРС] / Е. НОЕК.– РЕЖИМ ДОСТУПА: [HTTP://WWW.ROCSCIENCE.COM/НОЕК/PRACTICALROCKENGINEERING.ASP](http://www.rocscience.com/noek/practicalrockengineering.asp).

73. НОЕК Е. НОЕК-BROWN CRITERION / Е. НОЕК, С. CARRANZA-TORRES, В. CORKUM. – 2002.– PROC. NARMS-TAC CONFERENCE, TORONTO, 2002.–VOL. 1/– P. 267–273.

74. Гапеев С. Н. Критериальная величина остаточного сечения конвейерного штрека, используемого повторно / С. Н. Гапеев, А. Е. Григорьев, А.О. Логунова. // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва Кременчуцького національного університету ім.. М. Остроградського. – Кременчук: КрНУ, 2015. – Випуск 2 (16). – С. 90-99.

75. Логунова А.О. Управление геомеханическими процессами в окрестности подземных выработок с помощью анкерных систем / Логунова А.О. // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва Кременчуцького національного університету ім.. М. Остроградського. – Кременчук: КрНУ, 2014. – Випуск 1 (13). – С. 89-96

76. Солодянкин А.В., Машурка С.В., Дудка И.В. К вопросу об эффективности повторного использования выработок в сложных геомеханических условиях // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. – 2015. – № 2 (16). – С. 99-109.

77. Попович И.Н. Обоснование параметров способа охраны выработок для повторного использования на ОП «Шахта «Комсомольская» ГП «Антрацит» / И.Н. Попович // Міжнародна науково-технічна конференція «Сталий розвиток промисловості та суспільства» 21 травня, 2015 р. Т. 1. – Криворізький національний університет. - 2015.

78. КОРОЛЬ Г.Ю. ЗАКОНОМІРНОСТІ ПРОЦЕСУ ЗДИМАННЯ ПОРІД ПІДОШВИ В ПРИСІЧНИХ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБКАХ ГЛИБОКИХ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ: ДИС. ... КАНД. ТЕХН. НАУК, 05.15.09 / КОРОЛЬ ГАННА ЮРІЇВНА.– ДНЕПРОПЕТРОВСК, 2014.– 191С.

79. СДВИЖКОВА Е.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В МАССИВЕ В ОКРЕСТНОСТИ УКЛОНА БЛОКА №10 ШАХТЫ «КРАСНОАРМЕЙСКА-ЗАПАДНАЯ №1» / Е.А. СДВИЖКОВА, К.В. КРАВЧЕНКО, А.В. ХАЛИМЕНДИК // СБ. НАУЧН. ТР. «ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ГОРНОГО ДЕЛА И ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА» ВЫП. 2. – КИЕВ, 2011. –С. 141-147.

80. СДВИЖКОВА Е.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ ПРИ ОТХОДЕ ЛАВЫ ОТ МОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ШАГА ПОСАДКИ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ В УСЛОВИЯХ ПСП «ШАХТА СТЕПНАЯ» ПАО «ДТЕК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ» / Е.А. СДВИЖКОВА, А.В. МАРТОВИЦКИЙ, К.В. КРАВЧЕНКО // ВІСНИК КРНУ ІМЕНІ МИХАЙЛА ОСТРОГРАДСЬКОГО. – ВИП. 2/2012 (73). – 2012.– С.121-126.

81. КРАВЧЕНКО К.В. МОДЕЛИРОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ 163-Й СТРУГОВОЙ ЛАВЫ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ СТЕПНАЯ ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ» / К.В. КРАВЧЕНКО // НАУКОВА ВЕСНА – 2012: МАТЕРІАЛИ ІІІ

ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ТЕХНІЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ СТУДЕНТІВ, АСПРАНТІВ І МОЛОДИХ ВЧЕНИХ. – Д.: ДВНЗ "НГУ", 2012. – С.139-140.

82. ШАШЕНКО А.Н. ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОТЕРИ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД ПОЧВЫ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ ГЛУБОКОГО ЗАЛОЖЕНИЯ / А.Н. ШАШЕНКО, К.В. КРАВЧЕНКО, А.Ю. КОРОЛЬ // СУЧАСНІ РЕСУРСОЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧІ ТЕХНОЛОГІЇ ГІРНИЧОГО ВИРОБНИЦТВА. - 2013. - ВИП. 2. - С. 105–112.

83. ШАШЕНКО А.Н. ОЦЕНКА ПАРАМЕТРОВ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ «ПАРНЫЕ ВЫРАБОТКИ-ЦЕЛИК-ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ» / А.Н. ШАШЕНКО, Г.Г. СТОРЧАК, А.Ю. КОРОЛЬ, А.О. ЛОГУНОВА // НАУКОВИЙ ВІСНИК НГУ. – ДНІПРОПЕТРОВСЬК, 2014. - № 2. – С.58-63.

84. ТИМОШЕНКО С.П. ТЕОРИЯ УПРУГОСТИ / С.П. ТИМОШЕНКО, ДЖ. ГУДЬЕР.– М.: НАУКА, 1975.- 576 С.

85. ШАШЕНКО О.М. ЗДИМАННЯ ПОРІД ПІДОШВИ ВИРОБОК ВУГІЛЬНИХ ШАХТ: МОНОГРАФІЯ / О.М. ШАШЕНКО, О.В. СОЛОДЯНКІН , А.В. СМИРНОВ. – ДНІПРОПЕТРОВСЬК: ТОВ «ЛІЗУНОВПРЕС», 2015. – 256 С.

86. ШАШЕНКО А.Н. УПРУГОПЛАСТИЧЕСКАЯ ЗАДАЧА ДЛЯ СТРУКТУРНО-НЕОДНОРОДНОГО МАССИВА, ОСЛАБЛЕННОГО КРУГЛОЙ ВЫРАБОТКОЙ / А.Н. ШАШЕНКО. – ПРИКЛ. МЕХАНИКА.– 1989.– Т.25, № 6.– С.48-54.

87. ГРИЛИЦКИЙ Д.В. СУЛИМ Г.Т. ПЕРИОДИЧЕСКАЯ ЗАДАЧА ДЛЯ УПРУГОЙ ПЛОСКОСТИ С ТОНКОСТЕННЫМИ ВКЛЮЧЕНИЯМИ / Д.В. ГРИЛИЦКИЙ, Г.Г. СУЛИМ // ПММ.–1975.–Т.39. –ВЫП.3.

88. КОСМОДАМИАНСКИЙ А.С. ПЛОСКАЯ ЗАДАЧА ТЕОРИИ УПРУГОСТИ ДЛЯ ПЛОСКИХ С ОТВЕРСТИЯМИ, ВЫРЕЗАМИ И ВЫСТУПАМИ / А.С. КОСМОДАМИАНСКИЙ. – К.: ВИЩА ШК., 1975. –288 С.

89. SAUER G. DESIGN OF TUNNEL CONCRETE LININGS USING CAPACITY LIMIT CURVES / G. SAUER, V. GALL, E. BAUER, P. DIETMAIER // COMPUTER METHODS AND ADVANCES IN GEOMECHANICS.– ROTTERDAM, NL, EDS.: SIRIWARDANE & ZAMAN, 1994.–P. 2621-2626.



90. TUTORIALS FOR PHASE 2D ELASTO-PLASTIC FINITE ELEMENT PROGRAM FOR SLOPE AND EXCAVATION STABILITY ANALYSES.

91. HOEK E. INTEGRATION OF GEOTECHNICAL AND STRUCTURAL DESIGN IN TUNNELING / E. HOEK, C. CARRANZA-TORRES, M.S. DIEDERICHS, B. CORKUM // 2008 KERSTEN LECTURE. PROCEEDINGS UNIVERSITY OF MINNESOTA 56TH ANNUAL GEOTECHNICAL ENGINEERING CONFERENCE. – MINNEAPOLIS, 2008.– P. 1-53.

92. Vlachopoulos N. Improved longitudinal displacement profiles for convergence-confinement analysis of deep tunnels / N. Vlachopoulos, M.S. Diederichs // *Rock Mechanics and Rock Engineering*.– 2009.– 16p.

93. КАГАДИЙ Т.С. МЕТОД ВОЗМУЩЕНИЙ В МЕХАНИКЕ УПРУГИХ (ВЯЗКОУПРУГИХ) АНИЗОТРОПНЫХ И КОМПОЗИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ / Т.С. КАГАДИЙ. – ДНЕПРОПЕТРОВСК, 1998 – 260 С.

94. Геомеханика струговой лавы / Г.Г. Пивняк и др: монография. Днепропетровск: ООО «ЛизуновПрес», 2013. 320 с.

95. Шашенко. А.Н, Солодянкин А.В., Смирнов А.В. Пучение пород почвы в выработках угольных шахт: монография. Днепропетровск: ЛизуновПресс, 2015. 256 с.

96. Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Мартовицкий А.В. Управление устойчивостью протяженных выработок глубоких шахт: монография. Днепропетровск: ООО «ЛизуновПресс», 2012. 384 с.

97. Дубовик А.И. Инженерная геомеханика при отработке угольных пластов: [монография] / Дубовик А.И., Филатьев М.В., Филатьева Э.Н. – Лисичанск: ДонГТУ, 2017. – 250 с.

98. Дубовик А.И. Напряженно-деформированное состояние породного массива при плавном опускании основной кровли / Н.В. Хозяйкина, В.А. Чередник, А.И. Дубовик // Ежемесячный научно-технический, производственный и экономический журнал «Уголь Украины». – Издатель: ГП «Институт» УкрНИИпроект». - № 3. – 2017 (723). – С. 35-44.

99. Дубовик А.И. Методика численной имитации процесса пучения пород почвы в магистральных выработках / А.Н. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, А.И. Дубовик, Д.О. Сосна // Известия Донецкого горного института» № 2 (41), 2017. – С. 33-42. DOI: <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2017-2-33-42>

100. Дубовик О.І. Чисельне моделювання стійкості підготовчої виробки, що використовується повторно / О.М. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, О.І. Дубовик // Вісник КрНУ імені Михайла Остроградського. Випуск 4/2020 (123). – С. 62-70. (Наукометрична база **Index Copernicus**). DOI: 10.30929/1995-0519.2020.4.62-70

101. Дубовик А.И. Геомеханическая модель процесса плавного опускания кровли при отработке полого угольного пласта / А.И. Дубовик, В.А. Чередник // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників - 2017», 04.10 - 07.10.2017 р. Геомеханіка і геотехніка. – Д.: Національний гірничий університет, 2017. – С. 166 – 169.

**РОЗДІЛ 5**

**ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО  
ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ПОВТОРНОГО ВИКОРИСТАННЯ ПІДГОТОВЧИХ  
ВИРОБОК, ЩО ПРОЙДЕНІ ПО ПЛАСТУ  $m_4^2$  В ГІРНИЧО-  
ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ ВК «ШАХТА «КРАСНОЛИМАНСЬКА»**

**5.1. Економічне обґрунтування доцільності повторного використання конвеєрних виробок**

Четвертий північний конвеєрний штрек пласта  $m_4^2$  пройдений перетином 13,4 м<sup>2</sup>. Кріплення виробки виконувалося сталеполімерними анкерами, металевими верхняками на ремонтнах, охорона виробки відбувалась за допомогою дерев'яних кострів. В період відпрацювання лави виконувалися заходи з підтримки виробки згідно паспорта (установка органного ряду, викладка клітей, тощо). Згідно аналізу стану підтримки 4-го північного конвеєрного штреку пласта  $m_4^2$ , з маркшейдерських вимірів втрата перетину з ПК 46 по ПК77 + 10 склала 60-70 % в середньому до 4,5 м<sup>2</sup> висота 1-1,5 м (630 м), що не відповідає мінімальним перетином по ПБ (6,0 м<sup>2</sup> висота 1,8 м). Для забезпечення прокладки комунікацій і транспорту необхідно мати мінімальний переріз 10,0 м<sup>2</sup>. Для забезпечення необхідного перетину (зазорів) планується провести підривку порід підосви з розширенням виробки. При цьому необхідно зробити установку додаткового кріплення з повторним використанням б/у матеріалів (стійки, СВП, анкера та інш.) Досвід відновлення виробки (4 північний конвеєрний штрек пласта  $m_4^2$ ) ділянками з ПК 77 + 7 по ПК 77 + 11 (16 п.м.) показав, що було розроблено 44,8 м<sup>3</sup> за 16 днів. Згідно нормативів по підтримці 4 північного конвеєрного штреку пласта  $m_4^2$  за добу при роботі в 4 зміни потрібно відновлювати 2,4 п.м.

Для відновлення 630 п.м. виробки необхідно 8-9 місяців. Для проведення нової виробки потрібно 3-4 місяців з темпами 200-210 м/місяць. Витрати з підтримки (відновлення) виробки складуть 29631 грн/м, на проведення нової з урахуванням придбання КПС-32 – 33284 грн/м (див. табл. 5.1). Розрахунковий економічний ефект складає 3653 грн/м (у цінах 2019 р.).

Таблиця 5.1

Порівняння витрат на підтримання (відновлення) і проведення 4 північного вентиляційного штреку ухилу № 1 пласта  $m_4^2$

Найменування	Од. вимір.	Підтримка (відновлення) 1460 м	Проведення присічної виробки
Норма виробітку		0,146	0,202
Вартість підтримки (проведення) одного погонного метра	грн.	1465	1 139
Об'єм гірської маси	м <sup>3</sup>	8 030	23 360
Час, необхідний для проведення виробки		19,2	7
<b>Витрати всього:</b>	<b>грн.</b>	<b>43 260 765</b>	<b>48 594 831</b>
на 1 п.м.		29 631	33 284

Техніко-економічний аналіз доцільності повторного використання конвеєрних виробок при відпрацюванні очисних вибоїв по пласту  $m_4^2$  виявив як позитивні, так і негативні сторони, але з явною перевагою позитивних.

#### *Позитивні сторони*

1.1. Немає необхідності проведення додаткових виробок:

✓ проведення ходків (розтинів) для забезпечення безпечного виведення людей (шахтарів), згідно розрахунків часу дії при веденні ПЛА (план ліквідації аварій) і обстеженні виробок співробітниками ДВ ГРС.

При стовпі лави більше 2000 метрів при підтримці виробок і схемою провітрювання 1М-Н-В-ВТ, можливий вихід робітників в безпечне місце і повне обстеження виробок «аварійної» ділянки відділеннями ДВ ГРС без обмеження запасу кисню в балонах респіраторів Р-30 по максимальній довжині маршруту.

*Вимога: НПАОП 10.0-1.01-10 (Правил безпеки у вугільних шахтах п. 10.3.IV і п. 11.3.1.IV) Стандарт Мінпаливенерго України. Система самопорятунку*

шахтарів, затверджена наказом Мінпаливенерго України № 844 від 30.12.2004 року.

✓ проведення вентиляційного штреку вприсічку до конвеєрного штреку для підготовки нового очисного вибою.

1.2. Немає необхідності установки (устаткування) пунктів ВГК (з респіраторами, резервними саморятувальниками, пожежними рукавами, стволами РС-70 і ін.).

*Вимога: НПАОП 10.0-1.01-10 (Правил безпеки у вугільних шахтах п. 10.3.IV і п. 11.3.1.IV) для можливості виходу людей в безпечне місце.*

*Згідно з вимогами НПАОП 10.0-1.01-10 (Правил безпеки у вугільних шахтах) п.10.3.IV і п. 11.3. IV у віддалених місцях роботи, тривалість виходу з яких більше часу захисної дії саморятувальника, обов'язково повинні бути пункти переключення (не більше одного на шляху пересування).*

1.3. Підтримка виробок при відпрацюванні лав забезпечує схему провітрювання 1М-Н-В-ВТ, що дозволить зберегти максимальне навантаження на очисний вибій, (використання дегазації з максимальним коефіцієнтом дегазації).

1.4. Застосування схеми провітрювання 1М-Н-В-ВТ забезпечує відпрацювання пластів зі складними гірничо-геологічними умовами (газоносні, небезпечні по викидах вугільного пилу і т.д.).

*Виконання вимог: «Керівництва з проектування вугільних шахт» Київ 1994 р. п. 6.1.2.*

1.5. Підтримка гірничих виробок прискорить введення в експлуатацію наступної виїмкової ділянки, тому що не потрібно час:

✓ на очікування процесів зрушення порід (2-3 місяці) у виробленому просторі суміжній раніше відпрацьованої лави, до початку проведення підготовчої виробки вприсічку. (СОУ 10.100185790.011: 2007 п. 5.4.4).

✓ на проведення нової підготовчої виробки;

1.6. Виключення вугілля в охоронних ціликах між суміжними виїмковими ділянками, що відпрацьовуються.

1.7. Економія основних кріпильних матеріалів (АП-13,8 (18.3) та інш.).

1.8. Зниження обсягів підготовчих виробок на 1 тону видобутку.

1.9. Зниження необхідного парку (амортизації) прохідницького обладнання (прохідницькі комбайни, конвеєри, пускова і силова електроапаратура).

1.10. Зниження чисельності персоналу щодо обсягів проведених виробок (обслуговування додаткового обладнання КСП-32, стрічкових конвеєрів, лебідок та інш.)

1.11. Зниження обсягів видачі породи з шахти (зниження часу роботи підйомних установок стволів, конвеєрних ліній, автомобільного транспорту на поверхні і т.п.).

1.12. Зниження зольності вугілля (зниження обсягів породи надходить на загальношахтні конвеєрні лінії).

#### *Негативні сторони.*

2.1. Витрати на підтримку і ремонт гірничих виробок:

- ✓ матеріальні, трудові ресурси;
- ✓ трудомісткість робіт;
- ✓ початкові додаткові витрати на доставку матеріалів.

2.2. Можливо збільшення витрат повітря на провітрювання тієї частини гірничої виробки, що підтримується.

2.3. При підриванні бічних порід збільшення зольності на добувних ділянках, але не більше ніж під час проведення виробок вприсічку.

Спираючись на вищенаведений аналіз можна стверджувати, що в гірничо-геологічних і гірничо-технічних умовах ВК «Шахта «Краснолиманська» є економічно і технологічно доцільним повторне використання конвеєрних штреків.

**5.2. Конструкція кріплення і системи охорони підготовчої гірничої виробки, призначеної для повторного використання при відпрацюванні запасів по пласту  $m_4^2$**

Конструкція анкерного кріплення - це система анкерів, які скріплюють породні блоки або шаруваті породи, таким чином утворюючи в покрівлі і боках виробки захисний шар армованих порід. Таке кріплення дозволяє утримувати зсув порід у виробку в встановлених межах і обмежувати розвиток руйнування приконтурного масиву протягом усього терміну служби вироблення [1]. Застосування конструкцій анкерного кріплення (АК) дозволяє звести зміщення порід всередину виробки до мінімальних значень, зберегти вміщують породи в первісному, монолітному стані, а, значить, і запобігти розвитку тріщиноутворення в зоні впливу виробки.

Система встановлених анкерів з певними нахилами при прийнятих параметрах кріплення і в цій формі поперечного перерізу виробки формує породно-анкерну конструкцію, яка обмежує зміщення порід покрівлі на мінімальному рівні, зберігаючи поля напружень в початковому стані, не допускає відриву перекриття від основного масиву і просідання на бортах вироблення [2].

При кріпленні підготовчих виробок по пласту  $m_4^2$  повинні застосовуватися анкери, інші елементи кріплення і обладнання відповідно до вимог розділу 11 СОУ 10.1.05411357.010 діє з 2014 [1]. Проектування комбінованого кріплення виконувалось за консультацією і участю співробітників Інституту геотехнічної механіки ім. Полякова М.С.

Анкера стандартної довжини 2400 мм з гвинтового прокату номінального діаметра 22,0 мм з робочою частиною 2300 мм, яка встановлюється в шпур діаметром не більше 30 мм і закріплюється 1-й ампулою з швидкотвердіючим складом довжиною не менше 300 мм і 2-мя ампулами з повільнотвердіючим складом довжиною не менше 500 мм кожна. На кожен анкер встановлюється напівсферична опорна шайба діаметром не менше 180 мм і гайка з розміром під ключ 36 мм. Кожен анкер піддається попередньому натягу зусиллям не менше 50 кН негайно після схоплювання швидкотвердіючого полімерного складу.

Для закріплення анкерних штанг застосовуються два типи полімерних закріплювачів в ампулах, які швидко і повільно тверднуть: а) ампула з швидким закріплювачем (час досягнення початкової несучої здатності - 20-30 с); б) ампула

з повільним закріплювачем (час досягнення початкової несучої здатності - 100-250 с). Кольорове маркування ампул залежить від виробника, але ампули повинні візуально легко відрізнятися.

Технологія зведення опорно-анкерного кріплення передбачає установку в шпур анкера з попереднім натягом. Це досягається застосуванням прискореної полімерної ампули. Її застосування дає можливість підібрати і зафіксувати почався розшаровуватися масив до основної покрівлі до затвердіння основної маси повільнотвердіючого полімеру, який схоплюється вже після підтискання гайки. Установка анкерів без застосування полімерних ампул з коротким часом затвердіння не дозволяє створити необхідного початкового натягу анкерів і знижує несучу здатність анкерно-породного перекриття.

Оскільки виробка призначена для повторного використання, то конструкція її кріплення і система охорони повинні забезпечувати стійку безаварійну роботу виробки при проході як однієї, так і іншої лави. У разі відпрацювання спарених лав запас міцності кріплення і ефективність роботи охоронної конструкції повинні бути достатніми для сприйняття навантаження, посиленою дією очисних робіт, в короткому періоді часу.

Таким конструктивним рішенням є застосування дворівневого анкерного кріплення:

А) перший рівень - стандартні сталеполімерні анкери, що встановлюються в покрівлі виробки з затягуванням поверхні покрівлі та частково боків виробки металевою сіткою, які встановлюються при проходці виробки;

Б) другий рівень - канатні анкери, які встановлюються при наближенні вибою лави в якості підсилюючих елементів в сукупності з балками посилення з профілю СВП-27 по покрівлі.

Другий рівень анкерів для забезпечення захисту виробки від дії підвищеного гірського тиску посилюється стійками-ремонтинами діаметром 180 мм, а також охоронною системою достатньої жорсткості, що будується слідом за вікном лави.

При проходці виробки в забої штреку повинні встановлюватися сталеполімерні анкери довжиною 2,4 м в кількості 7 штук в покрівлю (три анкера



центральної групи (поблизу осі виробки) - вертикально; чотири анкера - зліва і праворуч від центральної групи - з нахилом  $70^{\circ}$ - $85^{\circ}$  в сторону бортів виробки) і два коротких анкера довжиною 1,5 м, по одну в лівому і правому борту виробки горизонтально на 0,5 м нижче рівня подошви пласта. Покрівля виробки перекривається сіткою.

Відстань між анкерами в ряду - 0,75 м. Крок анкерних рядів уздовж поздовжньої осі виробки - 0,8 м.

На відстані 50 м (не менше 30 м) до вибою лави зробити посилення кріплення для підходу зони опорного тиску:

- по борту штреку, протилежної лаві, здійснити додаткове розширення виробки на глибину 1,5 м для забезпечення в подальшому умов провітрювання і безпеки при веденні робіт в лаві. При цьому покрівлю в розширеній частині виробки (вприсічку) кріпити двома сталеполімерними анкерами довжиною 2,4 м з нахилом  $70^{\circ}$  і  $85^{\circ}$  з кроком в ряду 0,75 м, доповнюючи встановлений анкерний ряд першого рівня кріплення; відстань між встановленими анкерами і анкерами вприсічку - 1,0 м;

- по покрівлі встановлювати поперечні балки з відрізків СВП-33 довжиною 3,0 м, поєднуючи їх замками. Під балки біля бортів вироблення встановлювати дерев'яні стійки-ремонтини діаметром 0,18 м. Крок установки балок уздовж виробки - 0,8 м. Під стійки укладати опорні башмаки з шпального бруса;

- в поздовжньому напрямку балки з СВП-27 фіксувати прогонами з відрізків СВП-33 довжиною 3,0 м, розміщуючи з: бічні - на відстані 1,0 м від бортів штреку, центральний - на відстані 2,3 м від борта з боку лави;

- фіксацію поздовжніх прогонів здійснювати встановленням вертикальних канатних анкерів довжиною 7,0 м з кроком установки уздовж виробки 1,3 м, при цьому забезпечувати установку канатних анкерів в місцях нахлесту відрізків прогону (рис. 5.1).

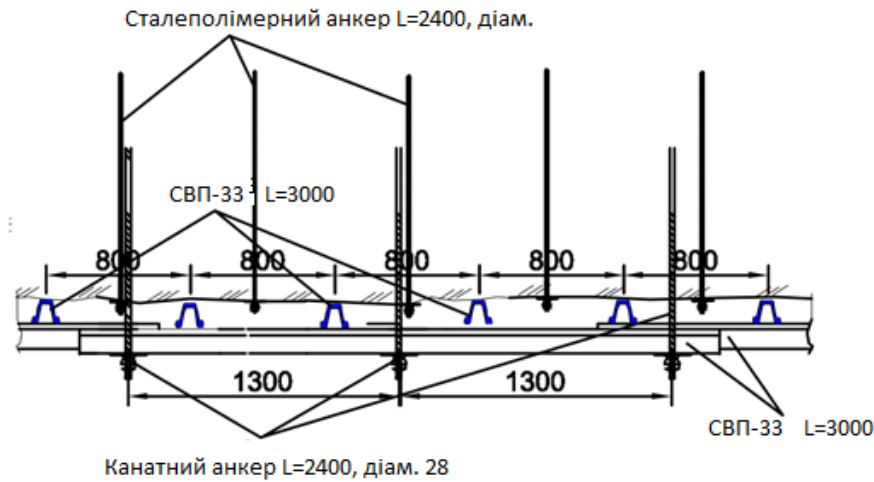


Рис. 5.1. Параметри установки поперечних балок, прогонів і канатних анкерів уздовж виробки

Паспорт кріплення штреку в зоні наближення хвилі опорного тиску представлений на рис. 5.2.

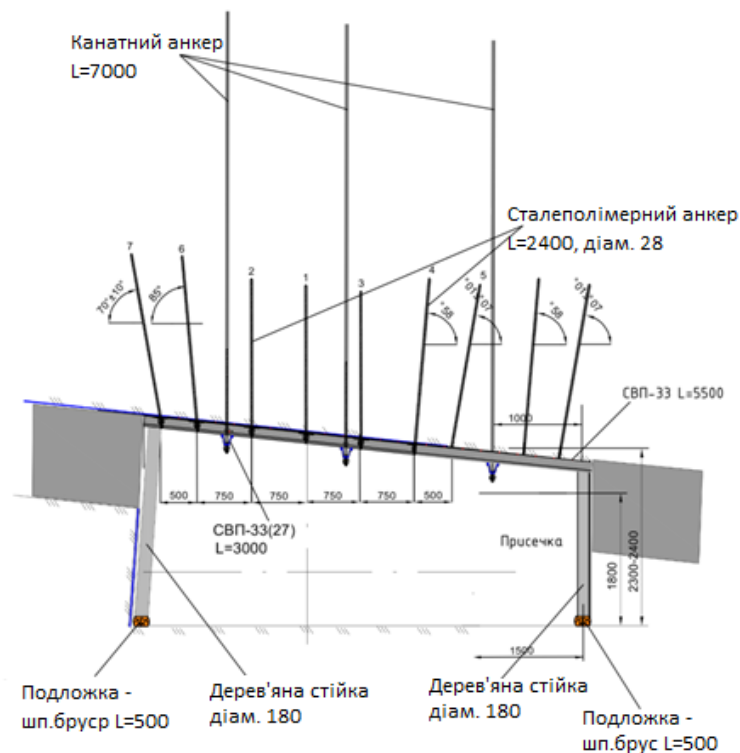


Рис. 5.2. Паспорт кріплення штреку на ділянці наближення до зони опорного тиску від вибою лави

Кріплення штреку за вікном лави здійснювати із застосуванням таких заходів:

- для установки відрізного органного ряду зі здвоєних дерев'яних стійок діаметром 0,18 м з підкладкою з шпального бруса по підосві виконати підрізування нижньої «бровки» на глибину 1,0 м на відстані 0,8 м за рештак лавного конвеєра (рис. 5.3). Верхній кінець стійок відрізного ряду - загострювати;

- на відстані 2,4 м за конвеєром лави на всю висоту виробки з боку лави викладати суцільну смугу з дерев'яних накатних клітей зі шпального бруса розмірів 1,0x1,0 м в плані. При установці забезпечувати відсутність пустот між покрівлею виробки і верхньою частиною смуги.

Паспорт кріплення штреку в просторі за лавою представлений на рис. 5.4. [3].

Для забезпечення умов провітрювання простір за лавою, в якому підтримується штрек, слід ізолювати від робочої прилавної зони вікна лави брезентовою перегородкою.

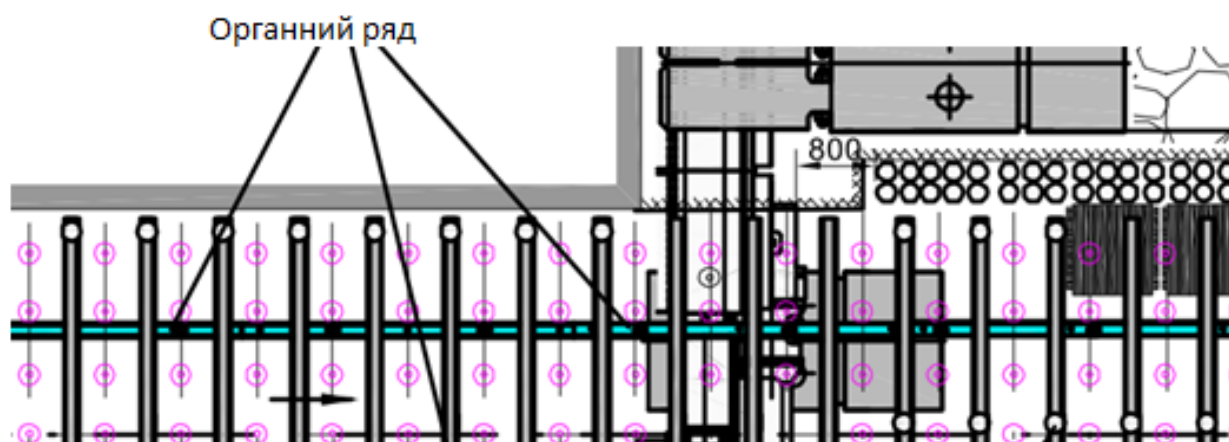


Рис. 5.3. Положення підрізування нижньої «бровки» за вікном лави і установки відрізного органного ряду

### 5.3. Рекомендації по технології зведення анкерного кріплення і ведення робіт



Поточний контроль дотримання технології робіт зі зведення анкерного кріплення повинен проводитися навченими особами технічного нагляду шахти.

Поточний контроль стану виробки з анкерним кріпленням з обов'язковою реєстрацією даних в журналі на всіх етапах її спорудження та експлуатації повинен здійснюватися навченими особами технічного нагляду шахти.

Спорудження виробки має бути постійно забезпечене поставками сертифікованих елементів анкерного кріплення згідно Проекту на період не менше 2-х діб, простої забою на термін більше 1-ї зміни не припустимі без прийняття спеціальних заходів підвищення стійкості порід вибою.

Машини, обладнання та технологія повинні забезпечувати встановлені Проектом параметри анкерного кріплення і темпи її зведення, параметри і схеми установки індикаторів безпеки вироблення.

Організація, яка споруджує виробку, повинна чітко дотримуватися розробленої Проектом технології спорудження та фіксувати відхилення від проекту в Паспорті гірничої виробки з анкерним кріпленням, ведення якого має виконуватися згідно СОУ 10.1.05411357.010 діє до: 2014 [1].

За результатами споруди виробки з анкерним кріпленням оформляється Акт відповідності гірничої виробки з анкерним кріпленням згідно з вимогами СОУ 10.1.05411357.010 діє до: 2014 [1], який є обов'язковим в документації приймання-здачі вироблення в експлуатацію.

Виробку з опорно-анкерним кріпленням слід вважати готовою до експлуатації, якщо вона проведена в відповідності до вимог діючих нормативних документів і має нормальний ресурс безпечної експлуатації конструкцій кріплення виробки.

На момент початку чергового прохідницького циклу в забійній частині виробки повинні бути:

- встановлені основні анкери кріплення на відстані не більше 250 мм від площини вибою;

- встановлені додаткові підсилюють анкери, згідно зі схемою, на відстані не більше 3 м від площини вибою.

Склад технологічних операцій при спорудженні виробки з анкерним кріпленням:

- 1) відбійка породи площини вибою на необхідний крок кріплення;
- 2) навантаження і транспортування гірської маси;
- 3) відведення прохідницького комбайна на відстань не менше 1,5 м від забою;
- 4) переміщення бурової колонки в привибійну частину виробки;
- 5) підключення і бурової колонки до живильних магістралей;
- 6) підносить бурових штанг і витратних матеріалів анкерного кріплення;
- 7) установка бурової колонки в положення для буріння шпурів;
- 8) буріння шпурів з установкою в них ампул з закріплювачем і сталевих анкерних штанг з розміщеними на них шайбою і гайкою;
- 9) початковий натяг кожного анкера;
- 10) переміщення бурової колонки з привибійної частини виробки в місце її зберігання та прибирання механізмів і інструментів.

При високій якості установки 10-15-ти рядів сертифікованих анкерів, закріплених по всій довжині в шпурі відповідного діаметру:

- в забої виробки в породах покрівлі та боків виробки повинні повністю зникнути будь-якого походження трещиноватість і порушеність, припинитися відділення від неї будь-яких шматків порід;

- припинитися здимання порід підшви;

- сліди від різців виконавчого органу прохідницького комбайна на контурі виробки повинні спостерігатися на протязі всього часу її експлуатації.

Подача анкерної штанги в шпур без обертання заборонена.

Шпур повинен виконуватися діаметром, який більший за діаметр анкерної штанги не більше ніж на 8 мм.

Бурова колонка повинна забезпечувати можливість буріння шпурів і установки анкерів відповідно до вимог проекту. У виробці повинна застосовуватися бурова колонка такого типорозміру, який забезпечує буріння вертикальних і похилих без застосування різного виду рихтовання.

Місце опори повинно бути жорстким. Будь-яке зміщення бурової колонки з вихідної точки буріння на підшві виробки після забурювання при виконанні будь-яких подальших операцій процедур буріння шпуру і установки анкера погіршує міцність закріплення анкера.

Перед спуском в шахту повинна бути перевірена комплектність і працездатність обладнання для зведення анкерного кріплення та іншого допоміжного обладнання шляхом його монтажу та апробації на поверхні і на прохідницькому ділянці виробки. Кожна з усього комплекту змінних бурових штанг, що забезпечують буріння та буріння шпуру на встановлену проектом глибину, повинна бути прямолінійною.

Кожен встановлений на бурову штангу різець повинен мати заточку в точній відповідності з інструкцією по її експлуатації.

Перед спуском в шахту витратних матеріалів анкерного кріплення необхідно провести перевірку кожного її елемента, так як використання бракованих елементів при установці кріплення може привести до зниження надійності та безпеки кріплення, а також до значних витрат часу на усунення можливих наслідків.

Ампули з полімерним закріплювачем повинні транспортуватися в заводській упаковці і зберігатися в складських приміщеннях в спеціальних ящиках. Умови зберігання повинні відповідати вимогам заводу-виготовлювача.

У забій ампули повинні доставлятися в жорсткому контейнері. Ампули повинні бути спеціально упаковані для запобігання ушкоджень при транспортуванні. Необхідні обсяги закріплювача (в ампулах діаметром 26 мм) встановлюються, виходячи з умови повного закріплення (на всю довжину) робочої частини анкерної штанги довжиною 2250 мм. У підземних умовах майданчика для складування ящиків з ампулами повинні розташовуватися в виробках з вихідним струменем повітря. Непридатними для використання за прямим призначенням є полімерні ампули з закріплювачем з простроченим терміном зберігання та дефектами упаковки.

Час перемішування вмісту ампул після досилання різача штанги в донну частину шпуру має бути не менше 15-20 с для забезпечення якісного перемішування компонентів розчину і щільною без будь-яких пустот його укладання в кільцевої зазор між тілом штанги і стінками шпуру.

Роботи повинні виконуватися під захистом рамного кріплення, що зводиться безпосередньо біля груді її забою, анкера повинні встановлюватися в міжрамний простір. На перших метрах після початку застосування комбінованого кріплення повинна проводитися оборка по можливості всіх зруйнованих і відокремлених гірських порід на всю глибину цієї зони.

#### **5.4. Контроль стану гірничої виробки з анкерним кріпленням**

Основним індикаторним показником правильності вибору параметрів і схеми розміщення анкерів, їх відповідності реальної гірничо-геологічної та гірничотехнічної обстановці, якості споруди, а значить, і високої готовності виробки до експлуатації виробки є:

- здимання порід підосви не більше 30-40 мм;
- відсутність осипання порід з покрівлі виробки;
- збереження на породних поверхнях покрівлі на кожній ділянці протяжністю 40 м слідів від різців виконавчих органів прохідницьких комбайнів: на 90 % оголеннях покрівлі - відмінно; на 70 % оголеннях покрівлі - нормально; на 50 % оголеннях покрівлі - задовільно; менше 10 % оголеннях покрівлі - необхідне прийняття додаткових заходів охорони виробки на даній ділянці.

Реєстрація стану породного масиву в журналі проводиться регулярно з певною періодичністю, передбаченою [1].

Для оперативного інформування про стан виробки з анкерним кріпленням у виробці встановлюються глибинні індикатори, що реагують і сигналізують про зсув порід покрівлі. Вони встановлюються через кожні 20-50 м (20 м на перехідних ділянках і при прогнозних зсувах більше 300 мм) на відстані не більше 5 м від площини вибою.



Глибинні індикатори безпеки розміщуються в центрі покрівлі рівномірно уздовж виробки. Кожен глибинний індикатор повинен мати індивідуальний номер з відповідною маркшейдерською прив'язкою.

Систематичний контроль здійснюється спеціально підготовленими особами з виконавчого та виробничого персоналу, безпосередньо виконують роботи з проведення виробки з застосуванням анкерів високої несучої здатності, з обов'язковими записами в спеціальному журналі.

Журнал реєстрації спостережень є обов'язковим документом суворої звітності протягом усього терміну служби виробок.

### **Висновки до розділу 5**

1. Запропоновано регламент спорудження виробок, що використовуються повторно.

2. Виконано економічну оцінку технології повторного використання підготовчих виробок.

3. Для гірничо-геологічних і гірничо-технічних умовах ДП «Шахта «Краснолиманська» розрахований економічний ефект складає 3653 грн/м (у цінах 2019 року).

4. Результати аналізу і обґрунтувань за матеріалами розділу 5 опубліковані в друкованих роботах [3].

### **СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ**

1. Система забезпечення надійного та безпечного функціонування гірничих виробок із анкерним кріпленням. Загальні технічні вимоги: СОУ 10.1.05411357.010:2014

2. Булат А.Ф. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт / А.Ф. Булат, В.В. Виноградов. – Днепропетровск, 2002. – 372 с.

3. Дубовик А.И. Оцінка економічної доцільності повторного використання підготовчих виробок на шахті «Краснолиманська» / А.Н. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, А.И. Дубовик // Вісник Криворізького національного

університету, вип. 47, 2018. – С. 165-169. (Наукометрична база **Index Copernicus**).

4. Склад та зміст проектної документації на будівництво: ДБН А.2.2-3:2014.– К.: Мінрегіон України, 2014. – 25 с. (Державні будівельні норми).

5. Строительные нормы и правила. Ч.II. Нормы проектирования. Глава 94. Подземные горные выработки: СНиП II-94-80.– М.: Стройиздат, 1982. – 31 с. (Строительные нормы и правила).

6. НПАОП 10.0-1.01-10. Правила безпеки у вугільних шахтах (затв. наказом Державного Комітету України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду від 22.03.2010 р. № 62). – К.: Держгірпромнагляд, 2010. – 496 с.

## ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною кваліфікаційною науковою працею, в якій для гірничо-геологічних умов ВК «Шахта Краснолиманська» на підставі вперше отриманих залежностей деформування складноструктурного порідного масиву навколо підготовчих виробок, що знаходяться в зоні впливу виробленого простору лави, для гірничо-геологічних умов ВК «Шахта «Краснолиманська» обґрунтовано можливість повторного їх використання.

*Основні висновки і рекомендації полягають у наступному:*

1. В умовах зростання цін на електроенергію і збільшення зарплати собівартість вугільної продукції шахти має тенденцію до зростання. Істотний шлях до зниження собівартості лежить в повторному використанні підготовчих виробок і зниження експлуатаційних витрат при їх утриманні.

2. Виконано аналіз гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов відпрацювання запасів на полі шахти «Краснолиманська». Встановлено літологічний склад і фізико-механічних властивостей гірських порід вуглевміщуючих товщ по всіма вугільним пластам, що мають в межах шахтного поля промислово-значиму потужність.

3. Виконано аналіз динаміки обсягів видобутку і собівартості вугілля на ВК «Шахта «Краснолиманська» за період 2011-2019 років. Встановлено, що зростання собівартості і зниження рівня видобутку в 2015 році зумовлені об'єктивною ситуацією на ринку енергоресурсів і загальною економічною ситуацією в Україні.

4. Аналіз планів гірничих робіт по пластам, що відпрацьовуються, а також об'єктивної виробничої ситуації, яка мала місце на шахті, дозволив вибрати в якості основних об'єктів досліджень підготовчі (конвеєрні) штреки 4, 5 південних і 4 північній лав пласту  $m_4^2$ .

5. Розроблено методику виконання натурального обстеження стану виробок і виконання натурних вимірювань за проявами гірського тиску в підготовчих виробках шахти «Краснолиманська». Конструкція вимірювальної станції, яка

може бути застосована і під час натурних вимірювань, являє собою систему контурних реперів.

6. Виконано візуальне обстеження конвеєрних штреків 4 і 5 південних і 4 північній лав пласта  $m_4^2$  дозволило оцінити загальний стан виробок і встановити, що найбільш характерними проявами гірського тиску в них є здимання порід підосви, оскільки основна маса анкерів кріплення навіть в зоні впливу лави працює без перевантаження і зміщення з бортів і покрівлі обстежених виробок незначні. Виняток становлять ділянки, де встановлюється довгий (до 6,0 м) верхняк в системі посилення біля лави, оскільки на таких ділянках має місце деформація подовженого верхняка у вигляді прогину в вироблення, а, отже, і більш інтенсивні зміщення з її покрівлі.

7. Виконано комплекс натурних обстежень підготовчих виробок по пласту  $l$  і  $m$  шахти «Краснолиманська», що дозволило встановити характер їх стану, визначити ймовірно-статистичну природу їх деформування, отримати відповідні характеристики. Результати, отримані в ході виконання досліджень стали вихідними для виконання подальших геомеханічних і технологічних досліджень.

8. Задача визначення граничного рівня експлуатаційних витрат у якості критерія економічної доцільності повторного використання підготовчих виробок сформульована як задача про викиди випадкової функції за заданий рівень. Запропоновано статистичну модель протяжної підготовчої виробки, яка проектується під повторне використання, на основі якої поставлено та розв'язано задачу щодо економічно доцільного проектування систем кріплення і охоронних конструкцій, що дозволяє виправдано використовувати конвеєрні штреки повторно. Отримано залежності, що дозволяють для конкретних гірничо-геологічних умов отримати граничне значення коефіцієнта витратності, при якому економічно доцільно повторне використання підготовчих виробок. Величина коефіцієнта витратності знаходиться в нелінійній залежності від показника стійкості виробки і незалежно від гірничо-геологічних умов розробки не повинен перевищувати 0,5.

9. Обґрунтовано в якості основного методу чисельних досліджень метод скінченних елементів (МСЕ). Інструментом, що реалізують МСЕ в ході рішення численних завдань з аналізу напружено-деформованого стану геомеханічних систем «виробка-кріплення-охоронна конструкція», обґрунтований програмний комплекс «Phase 2» канадської фірми Rocscience. Прийнятий програмний комплекс верифікований шляхом співставлення перевірочних задач геомеханіки, з точними аналітичними рішеннями.

10. Обґрунтовано методику і розроблено чисельні моделі виконання розрахункової процедури, що дозволяє з достатньо високою вірогідністю отримувати вирішення реальних завдань, моделювати вплив лави, наростання величини опорного тиску, аркове і анкерне кріплення. Розроблені моделі стали основною для подальшого геомеханічного аналізу напружено-деформованого стану навколо геотехнічної системи «виробка-охоронна конструкція-лава». Виконано верифікацію моделі для заданих гірничо-геологічних умов і обґрунтовано методику виконання чисельного експерименту з оцінки напружено-деформованого стану породного масиву при опусканні основної покрівлі в лаві пласта  $m_4^2$ .

11. Виконаний чисельний експеримент, який дозволив обґрунтувати параметри кріплення і охоронних конструкцій у конвеєрному штреку, який планується використовувати повторно.

12. Виконано економічну оцінку технології повторного використання підготовчих виробок. Доведено, що в гірничо-геологічних і гірничо-технічних умовах ВК «Шахта «Краснолиманська» розрахований економічний ефект складає 3653 грн/м (у цінах 2019 року).

## ДОДАТКИ

**ЗГОДЖЕНО:**

Директор з наукової роботи  
НТУ «Дніпровська політехніка»  
О.С. Бешта  
2020 р.

**ЗАТВЕРДЖУЮ:**

Директор  
ТОВ «Донбасшахтопроект», к.т.н.  
М.О. Вострецов  
2020 р.

**РЕКОМЕНДАЦІЇ**

з вибору параметрів кріплення і виконання заходів з облаштування підсилення у конвєрних виробках, що використовуються повторно (для гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов ВК «Шахта Краснолиманська»)

Розробник:  
інж. Дубовик О.І.

м. Дніпро – м. Покровськ  
2020

## СПИСОК ПУБЛІКАЦІЙ ЗДОБУВАЧА ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Основні наукові результати дисертації опубліковані в наступних працях.

### *Монографії*

15. Дубовик А.И. Повторное использование подготовительных выработок угольных шахт: [монография] / А.О. Логунова, М.В. Барабаш, А.И. Дубовик. – Днепропетровск: Литограф, 2015. – С. 19-24.

16. Дубовик А.И. Инженерная геомеханика при отработке угольных пластов: [монография] / Дубовик А.И., Филатьев М.В., Филатьева Э.Н. – Лисичанск: ДонГТУ, 2017. – 250 с.

### *Фахові видання*

17. Дубовик А.И. Методика численной имитации процесса пучения пород почвы в магистральных выработках / А.Н. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, А.И. Дубовик, Д.О. Сосна // Вісті Донецького гірничого інституту – № 2 (41), 2017. – С. 33-42. DOI: <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2017-2-33-42>

18. Дубовик О.І. Оцінка економічної доцільності повторного використання підготовчих виробок на шахті «Краснолиманська» / О.М. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, Дубовик О.І. // Вісник Криворізького національного університету, вип. 47, 2018. – С. 165-169. (Наукометрична база **Index Copernicus**).

19. Дубовик О.І. Економічна доцільність повторного використання конвеєрних штреків в гірничо-геологічних умовах шахти «Краснолиманська» / О.І. Дубовик // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. Випуск 1/2019(23). – С. 104-111. (Наукометрична база **Index Copernicus**). DOI: 10.30929/2074-1537.2019.1.104-111

20. Дубовик О.І. Чисельне моделювання стійкості підготовчої виробки, що використовується повторно / О.М. Шашенко, Н.В. Хозяйкина, О.І. Дубовик // Вісник КрНУ імені Михайла Остроградського. Випуск 4/2020 (123). – С. 62-70. (Наукометрична база **Index Copernicus**). DOI: 10.30929/1995-0519.2020.4.62-70



21. Shapoval, V., Solodyankin, A., Hryhoriev, O. & Dubovyk, O. Determining the parameters of a natural arch while forming support load of a horizontal roadways. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2021. №2. p. 69-80. (Наукометрична база **Scopus**).

***Збірники доповідей та тез, що засвідчують апробацію***

22. Дубовик А.И. Обоснование критерия целесообразности повторного использования подготовительных выработок угольных шахт / А.Н. Шашенко, А.И. Дубовик // Вісті Донецького гірничого інституту – 2016. - № 1(38). – С. 95-100.

23. Дубовик А.И. Напряженно-деформированное состояние породного массива при плавном опускании основной кровли / Н.В. Хозяйкина, В.А. Чередник, А.И. Дубовик // Ежемесячный научно-технический, производственный и экономический журнал «Уголь Украины». – Издатель: ГП «Институт» УкрНИИпроект». - № 3. – 2017 (723). – С. 35-44.

24. Дубовик А. Зависимость высоты сдвижения пород с разрывом сплошности от размеров очистных выработок / Н. Антощенко, М. Филатьев, А. Дубовик // Школа підземної розробки – 2016, 15.09-18.09 2016 (м. Бердянськ, Україна) – С. 71-72.

25. Дубовик А.И. Анализ условий эксплуатации и состояния подготовительных выработок с целью обоснования повторного их использования на шахте «Краснолиманская» / А.И. Дубовик, С.Н. Гапеев // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників - 2016», 05.10 - 08.10.2016 р. Геомеханіка і геотехніка. – Д.: Національний гірничий університет, 2016. – Т. 1. – С. 88 – 94.

26. Дубовик А.И. Геомеханическая модель процесса плавного опускания кровли при отработке полого угольного пласта / А.И. Дубовик, В.А. Чередник // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників - 2017», 04.10 - 07.10.2017 р. Геомеханіка і геотехніка. – Д.: Національний гірничий університет, 2017. – С. 166 – 169.

27. Дубовик А.И. К вопросу о выборе критерия целесообразности повторного использования подготовительных выработок угольных шахт /

А.О. Логунова, А.И. Дубовик, А.Ю. Король // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників - 2018», 10.10 - 13.10.2018 р. Геомеханіка і геотехніка. – Дніпро: Середняк Т.К.: НТУ «Дніпровська політехніка», 2018. – С. 125 – 127.

28. Дубовик О.І. Стан і перспективи розвитку вугільної промисловості України / Перспективи розвитку будівельних технологій: 14-а міжнародна науково-практична конференція молодих учених, аспірантів та студентів, 24.04 – 25.04. 2020 р., Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка». – 2020. – С. 33-37.