

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

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

ШАВАРСЬКИЙ ЯРОСЛАВ ТЕОДОЗІЙОВИЧ

УДК 622.272.2: 622.833.5

ДИСЕРТАЦІЯ
ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ КОНЦЕНТРАЦІЇ
ПРОЦЕСІВ ВИДОБУВАННЯ ВУГІЛЛЯ З ВЕЛЬМИ ТОНКИХ ПЛАСТІВ

05. 15. 02 – підземна розробка родовищ корисних копалин

Подається на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук

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

_____ Я.Т. Шаварський

Науковий керівник – Дичковський Роман Омелянович, д.т.н., професор

Дніпро – 2021

АНОТАЦІЯ

Шаварський Я.Т. Обґрунтування технологічних параметрів концентрації процесів видобування вугілля з вельми тонких пластів. – Кваліфікаційна наукова робота на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук (доктора філософії) за спеціальністю 05.15.02 – підземна розробка родовищ корисних копалин. – Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Дніпро, 2021.

Дисертаційна робота присвячена вирішенню актуального для вуглевидобувної галузі науково-технічного завдання з підвищення ефективності процесу видобутку вугілля при концентрації гірничих робіт на пологих пластах, яка вирішена шляхом використання виявлених закономірностей зміни напружено-деформованого стану породовугільного масиву при роботі спарених лав.

Для вирішення поставлених у роботі завдань виконано обґрунтування раціональних параметрів технології видобування вугілля при роботі спарених лав, в основу яких закладено секторальне формування напруженості гірського масиву, що дозволяє завчасно розробити технологічні та технічні заходи для безаварійної та продуктивної роботи двох спарених лав.

На основі проведеного аналізу встановлено, що існуючі методики недостатньо відображають формування напружень у гірському масиві при концентрації гірничих робіт на шахтах із обмеженими запасами вугілля. Складний процес відпрацювання пологих пластів одночасно декількома очисними вибоями, що забезпечується однією транспортною та вентиляційною системою, вимагає достеменного вивчення напружено-деформованого стану, встановлення силових параметрів механізованих комплексів та підготовчих виробок для забезпечення управління гірським тиском. Вимагає уточнення характер розподілу навантажень при ситуації, коли дві лави формують одну лінію. Крім цього, відсутні надійні методи прогнозу розвитку зони опорного тиску і недостатньо вивчений механізм поведінки порід при зміні відставання очисних вибоїв між собою.

На основі застосованих підходів теорії ймовірності отримано прогностні чисельні значення зміни довжини лави, фізичні показники стану гірського масиву при використанні наявного гірничодобувного обладнання та запропоновано технологію виймання вугілля на вельми тонких пластах шахт Львівсько-Волинського вугільного басейну.

Виконаний аналіз сучасних уявлень про геомеханічні процеси, що відбуваються у гірському масиві при веденні очисних робіт, забезпечив можливість адекватності відтворення повної картини напружень у покрівлі та підошві пласта геомеханічної моделі гірського масиву формування анізотропії масиву, шаруватості товщі та тертя між її шарами.

Обґрунтування напружено-деформованого стану гірського масиву проводилось шляхом побудови моделі симуляційного відтворення досліджуваних об'єктів. Вихідні дані для досліджень задавались на основі аналізу планів гірничих робіт Червоноградської групи шахт Львівсько-Волинського басейну по Сокальському пласту (n_7^H , n_8^B). Побудова моделі рамного кріплення магістральних та підготовчих виробок ґрунтувалась на основі аналізу паспортів кріплення виробок. При цьому напруження у масиві являють собою потенційну енергію, котра змінюється на кінетичну роботу із переміщення порід у бік відслонення масиву. Це дозволяє виокремити, вертикальні напруження (σ_n), які практично є силою протидії руйнування масиву у цьому напрямку.

Застосування пакету прикладної інформаційної програми SolidWorks дало можливість адекватно відобразити результати моделювання стану гірського масиву при дотриманні принципів динамічної, кінематичної та статичної подібності. Важливим елементом створення таких моделей стало те, що виникла можливість оцінити напруженість поля вибраного виїмкового стовпа із забезпеченням масштабності геометричних параметрів згідно перевідних коефіцієнтів, які дають можливість забезпечити тотожність між відповідними розмірами модельованого об'єкта та об'єкта-натури (статична подібність).

На основі принципів кінематичної подібності здійснювалося формування відповідності між фізичними параметрами напруженості зони опорного тиску у конкретний проміжок часу, а його зміна під час руху вибою вздовж виїмкового стовпа моделювалася при дотриманні принципів динамічної подібності.

У результаті автором виділено основні завдання обчислювального експерименту та згруповано їх у чотири етапи. Вони дозволяють проаналізувати результати аналітичних, лабораторних та шахтних досліджень; встановити гірничо-геологічні, гірничотехнічні характеристики ділянки досліджень та фізико-механічні властивості досліджуваної області; побудувати, й обґрунтувати параметри геомеханічної моделі «масив-кріплення»; надати практичні рекомендації щодо виконання гірничих робіт.

Кінцевим результатом застосування програмного продукту SolidWorks стало отримання загальної картини розподілу полів напружень, переміщень та деформацій в досліджуваній області, встановлення гранично допустимих запасів міцності як гірського масиву, так і кріпильних елементів у зоні роботи спарених лав та біля підготовчих виробок, що обслуговують ці очисні вибої.

Виходячи із розподілу та зміни нормальних і критичних навантажень в аномальних зонах навколо виробок та в надвугільній товщі видобувної ділянки спареними лавами у науковій спеціалізованій літературі наведено, що нормальні умови ведення очисних робіт залежать від багатьох факторів. Шахтні експериментальні дослідження показують, що ця величина забезпечуються при відстані між лавами у діапазоні 50 – 60 м. Зменшення відстані між очисними вибоями від 20 м до 0 м призводить до погіршення умов ведення гірничих робіт. Саме тому основні дослідження у роботі виконано для найбільш складної, з точки зору забезпечення стабільності введення гірничих робіт ситуації, коли очисні вибої формують одну лінію («лави у створі»). При такому положенні виробок спостерігається найбільш активне обвалення безпосередньої та основної покрівлі, що призводить до посадки кріплення лави на «жорстко» та деформації кріплення підготовчих виробок, прилеглих до зони впливу очисних робіт. Було встановлено, що стан порід покрівлі знаходиться у прямій залежності від

швидкості посування очисного вибою, ширини захвату та швидкості подачі виїмкової машини і реакції кріплення. Періодичність та нерівномірність зміщення шарів порід покрівлі супроводжується різким збільшенням зони зміщень.

Візуальне відтворення величин приведених напружень дало можливість оцінити розповсюдження розтягуючих та стискаючих деформацій. З іншого боку, диференціація поля напружень гірського масиву є змінною функцією, що дає можливість встановлювати навантаження на кріплення підготовчих та очисних виробок.

Розрахунками доведено, що встановлення фізичних та геометричних параметрів зони опорного тиску зводиться до визначення змінних параметрів X_i (величина поширення зони опорного тиску) та σ_{maxi} (величина максимуму загальних напружень) при вхідних сталих сумарних значеннях довжин лав ($l_1; l_2$).

Встановлена закономірність щодо максимуму загальних напружень опорної зони (σ_{maxi}) за довжиною виїмального стовпа, яка змінюється за логарифмічною залежністю від половини довжини спарених лав (dl_0). Дана закономірність дозволяє отримати дані про характер розподілу напружень попереду очисних вибоїв при їх положенні 0-0 (здвоєна лава), що забезпечить безаварійну роботу спарених лав при примусовій їх зупинці.

За результатами виконаних досліджень встановлено, що напіввідстань між двома спареними, очисними вибоями (l), яка є мірилом впливовості геомеханічної системи описується багатозмінною функцією впливових чинників ($f(x), f(m, j, \gamma, \sigma)$); формує окремі сектори характерних напружено-деформованих характеристик гірського масиву, які при виведенні зі статичної рівноваги гірничими роботами перетворюються на кінетичну енергію навантажень на кріплення підготовчих виробок. Врахування даної функції дає можливість встановлювати зони вздовж підготовчих виробок із відповідними силовими характеристиками кріплення для ефективного управління гірським тиском при інтенсифікації процесів ведення очисних робіт одночасною роботою двох спарених лав.

На прикладі роботи шахт ДП «Львівугілля» було доведено, що опускання та горизонтальні переміщення породних шарів покрівлі в опорній зоні та у площині очисного вибою практично однакові. При зменшенні відстані між лавами спостерігається зростання геодинамічних явищ, пов'язаних із швидким роздавлюванням породного шару безпосередньої покрівлі. Зростання дотичних навантажень та реактивного моменту у геометричній точці перегину потужного шару пісковика (основна покрівля) і різкому переходу потенціальної енергії шару у кінетичну призводить до обвалення порід – посадки кріплення лави на «жорстко». З часом спостерігається збільшення зміщення масиву підроблених порід, що пов'язано зі зростанням виробленого простору спарених лав над видобувним комплексом.

У просторі й часі відбувається перерозподіл маси підроблених порід, обумовлюючи зміни фізичних та геометричних параметрів аномальних зон гірського тиску. Нормальні навантаження у міру посування очисного вибою з боку породної товщі покрівлі змінюються. Геомеханічна ситуація навколо видобувної ділянки погіршується, що пов'язано з умовами завантаження безпосередньої покрівлі збоку верхнього масиву порід. Опорне навантаження сягає геометричної точки перегину, де кривизна згину змінює свій знак.

Це дало можливість обґрунтувати характерні зони прояву гірського тиску, необхідні силові параметри механізованих комплексів та несучу здатність кріплення підготовчої виробки, що використовується транспортною та вентиляційною мережею для двох одночасно відпрацьованих лав.

Очікуваний економічний ефект від застосування рекомендованих рішень при концентрації гірничих робіт на пологих пластах при роботі спарених лав порівняно при погашенні двох (усіх) підготовчих виробок складає +140,0 (+41,0) млн грн.

Ключові слова: концентрація гірничих робіт, анізотропне середовище, напружено-деформований стан, спарена лава, кріплення гірничих виробок.

ABSTRACT

Shavarskyi Ia.T. Substantiation into technological parameters of concentration of coal mining processes from ultra-thin coal seams. – Qualifying scientific work as a manuscript.

The thesis on competition of a scientific degree of Candidate of Technical Sciences (Doctor of Philosophy) in the specialty 05.15.02 – “Underground Mining”. Dnipro University of Technology, Dnipro, 2021.

The dissertation is devoted to solving the scientific and technical problem relevant for the coal mining industry to increase the efficiency of the coal mining process at the concentration of mining operations on shallow formations, which is solved by using the identified patterns of stress-strain state of the coal and rock mass.

To solve the tasks set in the work, the substantiation into rational parameters of coal mining technology during the operation of double-unit longwalls is performed, that is based on the sectoral formation of the tension of the rock mass, which allows to develop in advance technological and technical measures for trouble-free and productive work of the two double-unit longwalls.

Based on the analysis, it is established that the existing methods do not sufficiently reflect the formation of stresses in the rock mass at the concentration of mining operations in mines with limited coal reserves. The complex process of slope formations development with several longwalls, provided by one transport and ventilation system requires a thorough study of the stress-strain state, setting the power parameters of mechanized complexes and preparatory workings to control rock pressure. Requires clarification of the nature of the load distribution in a situation where two benches form one line. In addition, there are no reliable methods for predicting the development of the bearing pressure zone, and the mechanism of rock behavior when changing the lag of the longwall faces is not sufficiently studied.

Based on the applied approaches of probability theory, the predicted numerical values of longwall length change, physical indicators of the state of the rock mass using the available mining equipment and the application of coal extraction technology on ultra-thin coal seams in conditions of Lviv-Volyn coal basin are proposed.

The analysis of modern ideas about geomechanical processes occurring in the rock mass during the coal extraction provided the possibility of adequacy reproduction in the full picture of stresses in the roof and bottom of the geomechanical model in the rock mass.

Substantiation into the stress-strain state of the rock mass was carried out by building a model of simulation of the studied objects. The initial data for the research were set on the basis of the analysis of the mining plans of the Chervonohrad group of mines of the Lviv-Volyn basin along the Sokal formation (n7b, n8top). Construction of the frame fastening model of main and preparatory workings was based on the analysis of fastening workings passports. In this case, the stresses in the mass represent the potential energy, which varies considerably to the kinetic work of moving the rocks towards the outcrop of the mass. This makes it possible to distinguish the vertical stresses σ_n , which are practically the force of counteraction to the destruction of the mass in this direction.

The use of the SolidWorks application information package made it possible to adequately display the results of modeling the state of the rock mass in compliance with the principles of dynamic, kinematic and static similarity. An important element in creating such models was that it was possible to estimate the field strength of the selected extraction column with the scale of geometric parameters according to the conversion factors that allow to ensure identity between the corresponding dimensions of the simulated object and object-nature (static similarity).

Based on the principles of kinematic similarity, the correspondence between the physical parameters of the bearing pressure zone in a specific period of time was formed, and its change during the movement of the face along the extraction column was modeled in accordance with the principles of dynamic similarity.

As a result, the author highlighted the main tasks of the computational experiment and grouped them into four stages. They allow to analyze the results of analytical, laboratory and the mine research; to establish mining-geological, mining-technical characteristics of the research area and physical-mechanical properties of the studied

area; to build, substantiate the parameters of the geomechanical model “rock mass-fastening”; provide practical recommendations for mining.

The end result of the SolidWorks software application was a general picture of the distribution of stress, displacement and deformation fields in the study area, the establishment of maximum strength reserves of both rock mass and fasteners in the area of paired benches and near the workings serving longwalls.

Based on the distribution and change of normal and critical loads in the anomalous zones around the workings and in the rock mass stratum of the extraction area by double-unit longwalls, in the scientific specialized literature, it is stated that the normal conditions of treatment depend on many factors. Mine experimental studies show that this value is provided at a distance between the longwall in the range of 50 – 60 m. Reducing the distance between the longwall faces from 20 to 0 m leads to a deterioration of mining conditions. That is why the main research in this work is performed for the most difficult, in terms of ensuring the stability of the introduction of mining, the situation when the wall face form a single line (“longwall in the line of sight”). At such position of workings, the most active collapse of a direct and main roof is observed that leads to the landing of fastening of a longwall on “rigidly” and deformation of fastening of preparatory workings adjacent to a zone of influence of extraction works. It was found that the condition of the roof rocks is directly dependent on the speed of movement of the longwall face, the width of the capture and the feed rate of the excavation machine and the reaction of fastening. The periodicity and uneven displacement of the layers of roof rocks are accompanied by a sharp increase in the displacement zone.

Visual reproduction of the values of the reduced stresses made it possible to assess the propagation of tensile and compressive deformations. On the other hand, the differentiation of the stress field of the rock mass is a variable function, which makes it possible to set the load on the fastening of the preparatory and stope workings.

Calculations have shown that the establishment of physical and geometric parameters of the bearing pressure zone is reduced to determining the variable

parameters X_i (value of the distribution of the bearing pressure zone) and σ_{maxi} (maximum stress) at the input constant total values of wall face lengths ($l_1; l_2$).

A regularity is established with respect to the maximum of the total stresses of the support zone (σ_{maxi}) along the length of the extraction column, which varies logarithmically depending on half the length of the paired rows (dl_0). This pattern allows to obtain data on the nature of the stress distribution in front of the stope faces at their position 0-0 (double wall face), which will ensure trouble-free operation of the double-unit longwalls when they are forced to stop.

According to the results of the performed researches it is established that the half-distance between two double-unit longwalls (l), which is a measure of the influence of the geomechanical system, is described by a multivariate function of influencing factors ($f(x), f(m, j, \gamma, \sigma)$); deformed characteristics of the rock mass, which when removed from static equilibrium by mining operations are converted into kinetic energy of loads on the fastening of preparatory workings. The consideration of this function makes it possible to establish zones along the preparatory workings with appropriate force characteristics for effective control of rock pressure during intensification of cleaning processes. simultaneous work of two double-unit longwalls.

On the example of the work of mines SE “Lvivvuhillia” it was proved that the lowering and horizontal movements of the rock layers of the roof in the support zone and in the plane of the face are almost the same. As the distance between the longwalls decreases, there is an increase in geodynamic phenomena associated with the rapid crushing of the bedrock of the immediate roof. The increase in tangential loads and reactive moment at the geometric point of inflection of the thick layer of sandstone (main roof) and the sharp transition of the potential energy of the layer to kinetic, leads to the collapse of rocks – landing on the wall face “hard”. Over time, there has been an increase in the displacement of the mass of counterfeit rocks, which is associated with an increase in the produced space of the double-unit longwalls above the mining complex.

In the space and time there is a redistribution of the mass of forged rocks, causing changes in the physical and geometric parameters of anomalous zones of rock pressure.

Normal loads change as the wall face from the rock thickness of the roof. The geomechanical situation around the mining site is deteriorating due to the loading conditions of the immediate roof on the side of the overlying rock mass. The bearing load reaches the geometric point of inflection, where the curvature of the bend changes its sign.

This made it possible to substantiate the characteristic zones of rock pressure, the required power parameters of mechanized complexes and the load-bearing capacity of the preparatory workings used by the transport and ventilation network for two simultaneously worked benches.

Key words: concentration of mining works, anisotropic environment, stress-strain state, double-unit longwalls, fastening of the mine workings.

Список публікацій здобувача

в яких опубліковані основні наукові результати дисертації:

1. Костенко, В.К., Бузило, В.І., Павличенко, А.В, Шаварський, Я.Т. (2014). *Прогнозування газодинамічного стану гірського масиву при розробці вугільних родовищ*: монографія. Д.: ТОВ «Літограф», 228 с.

2. Dychkovskiy, R., Shavarskiy, I., Saik, P., Lozynskiy, V., Falshtynskiy, V., & Cabana, E. (2020). Research into stress-strain state of the rock mass condition in the process of the operation of double-unit longwalls. *Mining of Mineral Deposits*, 14(2), 85-94. <https://doi.org/10.33271/mining14.02.085>

3. Шаварський Я.Т. (2020). До питання підвищення ефективності роботи очисних виробок на пологих пластах. Збірник наукових праць Національного гірничого університету, (61), 66-77. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/61.066>

4. Шаварський Я.Т. (2020). Щодо питання забезпечення стійкості підготовчих виробок при розробці вугільного пласта спареними лавами. Вісті Донецького гірничого інституту, (1), 128-139. <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2020-1-128-139>

5. Dychkovskiy, R.O., Lozynskiy, V.H., Saik, P.B., Dubiei, Y.V., Cabana, E.C., & Shavarskiy, Ia.T. (2019). Technological, lithological and economic

aspects of data geometrization in coal mining. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (5), 22-28. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-5/4>

6. Dychkovskiy, R., Shavarskiy, J., Cabana, E. C., & Smoliński, A. (2019). Characteristic of Possible Obtained Products during the well Underground Coal Gasification. *Solid State Phenomena*, 291, 52–62. [doi:10.4028/www.scientific.net/ssp.291.52](https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/ssp.291.52)

які засвідчують апробацію матеріалів дисертації:

7. Shavarskiy, Ja. (2020). Double-unit longwalls as the method for mining concentration. *Materials of the International Scientific and Practical Conference «Physical and Chemical Geotechnologies – 2020»*, 16-17.

8. Шаварський, Я.Т. (2020). Аспекти аналізу ресурсного потенціалу вуглевидобувних підприємств України. В матеріалах міжнародної науково-практичної конференції «Український гірничий форум-2020» (с. 72-81). 4-5 листопада 2020 року, Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка».

9. Shavarskiy J., Falshtynskiy V., & Potempa M. (2019). Efficiency of coal mining processes intensification. *Materials of the International Scientific and Practical Conference «Physical and Chemical Geotechnologies – 2019»*, 7-8.

10. Дичковський, Р.О., Фальштинський, В.С., Руських, В.В., Шаварський, Я.Т., & Cabana, E. (2018). Щодо можливості застосування імітаційного моделювання при відтворенні гірничих робіт та технологічних процесів шахт. В матеріалах міжнародної науково-практичної конференції «Форум гірників-2018» (с. 52-61). 10-13 жовтня 2018 року. Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка».

11. Dychkovskiy, R., Falshtynskiy, V., Shavarskiy, Ya., Kosobokov, O., Cabana, E., & Smoliński, A. (2018) Possibilities of Mining Wastes Utilization by Thermal Destruction within the Underground Gas Generator. *Materials of the International Scientific and Practical Conference «Physical and Chemical Geotechnologies – 2018»*, 14-15.

які додатково відображають наукові результати дисертації:

12. Полулях О.Д., Нищеряков А.Д., Берлін А.М., Шаварський Я.Т., Ількевич Ю.В. (2013) Дослідження на експериментальній вакуумно-пневматично-трибогравітаційній установці збагачення рядового вугілля шахти «Степова» ДП «Львіввугілля». *Збагачення корисних копалин*, 54 (95), 2013. 108-117.

13. Полулях, О.Д., Шаварський, Я.Т. (2013) Результати досліджень збагачення класу 6-13 мм рядового вугілля шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» методом вакуумно-пневматичної сепарації. *Збагачення корисних копалин*. 55 (96), 67-70.

14. Полулях, О.Д., Нищеряков, А.Д., Мехальчишин, В.С., Шаварський Я.Т., Наливайко І.С., Патракеєв В.М., (2013) Технологічні дослідження зниження зольності рядового вугілля шахт ДП «Львіввугілля» на вакуумно-пневматично-трибогравітаційній установці шахти «Степова». *Збагачення корисних копалин*, 54 (95), 99-108.

15. Пат. на корисну модель 87682 UA Україна. Спосіб сухого збагачення вугілля, Шаварський Я.Т. – № U2013 11642 ; заявл. 2.10.2013.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	17
РОЗДІЛ 1. СУЧАСНИЙ СТАН ВУГЛЕВИДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ УКРАЇНИ. МЕТА, ІДЕЯ РОБОТИ. ЗАВДАННЯ І МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕНЬ	23
1.1 Аналіз ресурсного потенціалу вугледобувних підприємств України.....	23
1.2 Напрямки техніко-технологічного удосконалення за вибором об'єкта дослідження.....	28
1.3 Технічне забезпечення високоефективних умов ведення гірничих робіт.....	34
1.4 Особливості формування полів напруженості масиву при інтенсифікації процесів видобутку.....	42
1.5 Постановка мети та формулювання завдань досліджень..	48
1.5.1 Мета і завдання досліджень.....	48
1.5.2 Побудова структурної-логічної схеми загальної методики проведення досліджень.....	50
1.6 Висновки за розділом. Постановка мети і завдань досліджень.....	51
Список використаних джерел до розділу 1.....	52
РОЗДІЛ 2 ВИБІР МЕТОДІВ ТА РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ.....	59
2.1 Методи дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву.....	59
2.2 Методика проведення обчислювального експерименту...	64
2.3 Обґрунтування параметрів побудови моделей обчислювальних експериментів.....	65
2.4 Методика встановлення навантаження на кріплення гірничих виробок.....	73

2.5	Висновки за розділом.....	75
	Список використаних джерел до розділу 2.....	76
РОЗДІЛ 3 ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ КОНЦЕНТРАЦІЇ		
ГІРНИЧИХ РОБІТ ПРИ ВИДОБУТКУ		
ВУГІЛЛЯ.....		
		80
3.1	Ефективність концентрації процесів видобування вугілля.....	80
3.2	Стан об'єктів дослідження.....	81
3.3	Формування моделі симуляційного відтворення досліджуваних об'єктів.....	86
3.4	Дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву при роботі спарених лав.....	91
3.5	Висновки за розділом.....	100
	Список використаних джерел до розділу 3.....	102
РОЗДІЛ 4 ТЕХНОЛОГІЯ ВЕДЕННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ		
ПРИ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ		
СПАРЕНИМИ ЛАВАМИ.....		
		104
4.1	Фактори, що впливають на інтенсивність процесу видобутку вугілля.....	104
4.2	Умови інтенсифікації гірничих робіт при впровадженні стовпової системи розробки спареними лавами.....	105
4.3	Організаційно-технічні чинники, що впливають на інтенсифікацію гірничих робіт при роботі спарених лав..	114
4.4	Особливості ведення гірничих робіт при роботі спарених лав.....	118
4.5	Економічна оцінка прийнятих рішень.....	127
4.6	Висновки за розділом.....	133
	Список використаних джерел до розділу 4.....	134

ВИСНОВКИ.....	136
ДОДАТОК А Результати експериментальних досліджень деформаційних характеристик гірського масиву.....	138
ДОДАТОК Б Документи, що підтверджують впровадження результатів дисертаційної роботи.....	147

ВСТУП

Актуальність теми. Сучасний стан паливно-енергетичного комплексу України, зокрема вугільної галузі, у зв'язку з проблемами, що склалися через ускладнення гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов, застосування морально застарілої техніки, спонукає до пошуку нових техніко-технологічних удосконалень ведення процесів вуглевидобутку. Виникає необхідність у розширенні загальних уявлень про напружено-деформований стан гірського масиву при інтенсифікації процесів видобування вугілля. Наявна політична ситуація в Україні та виведення із експлуатації вугільних гірничодобувних підприємств вимагає переосмислення підходів до гірничошахтної діяльності України. Причому старіння наявного гірничодобувного фонду та інші загальновідомі об'єктивні фактори вимагають здійснення переоснащення нині діючих шахт гірничодобувною технікою нового технічного рівня та застосування відповідних технологій забезпечення гірничодобувних процесів.

Наявна економічна ситуація, що склалася на шахтах України, також спонукає до пошуку внутрішніх резервів для підвищення ефективності гірничодобувних робіт. Така ситуація спостерігається на шахтах державної форми власності. На таких підприємствах нині спостерігається суттєва нестача фінансування із державного бюджету. Відповідно, це унеможлиблює закупку нової техніки та оновлення парку механізованих комплексів. Тому виникає необхідність переорієнтувати функціонування шахт, виходячи із принципів інтенсифікації та концентрації робіт. Роботи проводяться з використанням наявної техніки з метою максимального зниження затрат на виконання основних та супутніх операцій. Усе це спрямовано на зниження собівартості видобування кінцевої продукції та підвищення її ціни на ринку.

Саме до таких підприємств відносяться шахти західного регіону нашої країни. Тут забезпечують видобування вугілля шахти двох державних підприємств: ДП «Львіввугілля» та ДП «Волиньвугілля». Нині фактично усі підприємства на цих теренах, незважаючи на наявність запасів, знаходяться у

стагнації. Відсутність дієвих рішень з реструктуризації їх діяльності може призвести до повного згорання роботи уже найближчим часом.

Відповідно, актуальним повстає питання інтенсифікації процесів вуглевидобування при обґрунтуванні відповідного технологічного забезпечення та ув'язці усіх ланок супутніх процесів гірничодобувної діяльності на тих шахтах, які мають відповідні гірничо-геологічні запаси та можливості перспективності розвитку. Такий досвід може слугувати прикладом для інших шахтарських регіонів, де іде згорання гірничодобувної діяльності. Тому обґрунтування параметрів концентрації процесів вуглевидобутку на основі встановлення закономірностей зміни напружено-деформованого стану гірського масиву є актуальним науковим завданням та вимагає нагального вирішення.

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

Дисертаційна робота виконана на кафедрі гірничої інженерії та освіти Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» та кафедрі підземної розробки родовищ корисних копалин Криворізького національного університету згідно із Національним планом дій в галузі енергетики до 2030 р. № 687, скоригованим і затвердженим Міністерством енергетики та вугільної промисловості України в 2018 р. Він містить результати досліджень згідно із планом найважливіших держбюджетних робіт Міністерства освіти і науки України у 2017 – 2021 рр. (ГП – 489 «Наукові основи формування єдиної системи збереження та генерації енергії об'єктів паливно-енергетичного комплексу України» (№ ДР 0117U001127), ГП-503 «Геотехнологічні основи формування енергохімічних комплексів вугледобувних регіонів» (№ ДР 0120U102084) та господарчих договорів на замовлення закордонного бізнесу, що виконувалися у НТУ «Дніпровська політехніка» на період 2016 – 2017 рр. (ВФ-15 «Аналіз можливостей для експлуатації вугільних шахт у визначених гірничо-геологічних умовах і відповідність сертифікаційних центрів України стандартам ЄС», ВФ-16 «Нормування згідно стандартів ЄС елементів кріплення, що формують крок встановлення рам дільничних підготовчих виробок в зонах стабільної геодинамічної активності») та ліцензійного договору ПЛ – 10 від 15.02.2019 р.

Мета роботи – обґрунтування параметрів технології видобування вугілля з урахуванням закономірностей зміни напружено-деформованого стану гірського масиву при стовповій системі розробки вугільного пласта спареними лавами.

Для досягнення поставленої мети сформульовані та вирішені наступні завдання.

1. Виконати аналіз сучасного стану гірничодобувних підприємств та їх ролі у розвитку паливно-енергетичного комплексу України.

2. Розробити методикау дослідження параметрів концентрації гірничих робіт на пологих пластах.

3. Обґрунтувати характер зміни напружено-деформованого стану гірського масиву при стовповій системі розробки вугільного пласта спареними лавами.

4. Встановити закономірності силових та деформаційних параметрів навантаження механізованого кріплення при роботі спарених лав.

5. Розробити рекомендації щодо раціональних параметрів ведення гірничих робіт та способів управління покрівлею при концентрації гірничих робіт.

6. Обґрунтувати техніко-економічну ефективності запропонованих рішень на прикладі шахт Львівсько-Волинського вугільного басейну.

Ідея роботи полягає у врахуванні закономірностей зміни напружено-деформованого стану гірського масиву для обґрунтування технологічних параметрів інтенсифікації процесів видобування вугілля при стовповій системі розробки спареними лавами.

Об'єкт дослідження – технологічні процеси видобутку вугілля при стовповій системі розробки спареними лавами.

Предмет дослідження – закономірності формування напружено-деформованого стану гірського масиву при знаходженні очисних вибоїв в одній площині з подальшим об'єднанням їх фронтальних зон опорного тиску.

Методи досліджень. Для вирішення поставлених завдань у роботі використано комплексний підхід, що містить у собі аналіз і узагальнення наукових праць та розробок у досліджуваній області, загальні та фундаментальні положення механіки гірських порід, аналітичні й експериментальні методи визначення технологічних параметрів, розрахунок і аналіз напружено-

деформованого стану (НДС) породного масиву чисельними методами, економіко-математичне моделювання з використанням пакета прикладних програм.

Наукові положення, що виносяться на захист:

1. Максимум загальних напружень опорної зони (σ_{maxi}) за довжиною виймального стовпа змінюється за логарифмічною залежністю від половини довжини спарених лав (dl_0). Це дає можливість отримати дані про характер розподілу напружень попереду очисних вибоїв при їх положенні 0-0 (здвоєна лава), що забезпечить безаварійну роботу спарених лав при примусовій їх зупинці.

2. Напіввідстань між двома спареними очисними вибоями (l), яка є мірилом впливовості геомеханічної системи, описується багатозмінною функцією впливових чинників ($f(x)$, $f(m, j, \gamma, \sigma)$), та формує окремі сектори характерних напружено-деформованих характеристик гірського масиву, які при виведенні із статичної рівноваги гірничими роботами перетворюються у кінетичну енергію навантажень на кріплення підготовчих виробок. Це дає можливість встановлювати зони вздовж підготовчих виробок з відповідними силовими характеристиками кріплення для ефективного управління гірським тиском при концентрації очисних робіт одночасною роботою двох спарених лав.

Наукова новизна отриманих результатів:

– уперше отримано залежності зміни напруженості гірського масиву з врахуванням параметрів очисної дільниці та технічних можливостей обладнання механізованих комплексів при роботі спарених лав;

– уперше встановлено залежності зміни величини напружень вздовж виймальних стовпів, встановлено характерні зони їх формування залежно від просторового розташування окремих очисних вибоїв;

– виявлено характерні зони прояву гірського тиску вздовж підготовчої виробки, що забезпечується транспортною та вентиляційною мережею для двох одночасно відпрацьованих лав;

– встановлено характер переміщень бічних порід у просторі та часі при концентрації очисних робіт на окремих ділянках шахтних полів.

Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій забезпечується коректною постановкою й рішенням задач із

використанням положень механіки гірських порід, будівельної механіки, порівнянням аналізів з нормативними документами й результатами досліджень опускання порід в очисних вибоях, проведенням обчислювальних експериментів на науково-обґрунтованих моделях методом скінченних елементів і порівнянням з аналітично-розрахунковими методами з урахуванням емпіричних залежностей, отриманих експериментальним шляхом і підтверджених науковими роботами багатьох авторів, де розбіжність складає 10 – 15%.

Наукове значення роботи полягає у встановленні закономірностей зміни напружено-деформованого стану гірського масиву та характеру об'єднання фронтальних зон опорного тиску та боків підготовчих виробок за довжиною виймального стовпа при стовповій системі розробки вугільного пласта спареними лавами.

Практичне значення отриманих результатів:

- обґрунтовано раціональну ув'язку технологічних параметрів, силових характеристик кріплення механізованих комплексів та підготовчих виробок;
- розроблено рекомендації щодо техніко-технологічного удосконалення видобування вугілля із вельми тонких вугільних пластів на шахтах ДП «Львіввугілля» при концентрації очисних робіт та одночасній роботі декількох очисних вибоїв;
- внесено доповнення до методики аналітичного визначення характеру зміни геометричних параметрів діляниць при застосуванні технологій виймання малопотужних запасів вугілля;
- розроблено математичний механізм із встановлення зональності та оцінки напружено-деформованого стану при відпрацюванні вугілля вельми тонких пластів спареними лавами;
- розроблено нові технологічні та конструктивні рішення, які дозволяють більш повно та ефективно використовувати механізовані комплекси в умовах підвищених навантажень при роботі спарених лав.
- сформовано параметри управління гірським тиском, виходячи із варіативності напружень в зоні впливу очисних та підготовчих виробок.

Реалізація результатів роботи. Отримані результати введено у розробку технологічних проєктів виймання вугілля механізованими комплексами (паспорти очисних вибоїв) на шахтах ДП «Львіввугілля», що дозволило провести концентрацію очисних робіт у вигляді одночасної роботи декількох очисних вибоїв у межах окремої ділянки шахтного поля. Це дало можливість забезпечити економічно доцільні розміри спарених лав, повноту видобування вугілля, знизити його собівартість на 6 – 11%, підвищити ефективність використання гірничодобувного обладнання та підвищити техніку безпеки в очисному вибої.

Особистий внесок здобувача полягає у формулюванні мети і завдань, об'єкта і предмета досліджень, ідеї роботи і наукових положень, аналізу особливостей інтенсифікації гірничих робіт при роботі спарених лав, включаючи фізичні та геометричні параметри зони опорного тиску навколо них, розробки геомеханічної симуляційної моделі досліджуваних об'єктів, аналізу напружено-деформованого стану масиву й обґрунтування схеми кріплення, встановлення нових закономірностей, проведення економіко-математичного аналізу й визначення очікуваного економічного ефекту.

Апробація результатів дисертації. Основні наукові результати дисертаційної роботи доповідалися та обговорювалися на всеукраїнських і міжнародних науково-технічних конференціях і форумах: «Форум гірників» (Дніпро, 2017 – 2019); «Фізико-хімічні геотехнології» (Дніпро, 2018 – 2019); Szkoła Eksploatacji Podziemnej (Krakow, Poland, 2017), а також на науково-технічних нарадах шахт ДП «Львіввугілля».

Публікації. За результатами виконаних досліджень опубліковано 15 наукових праць, у тому числі монографія, 5 статей у фахових наукових виданнях з переліку МОН України, 3 статті у виданнях, що індексовані у наукометричній базі даних Scopus та/або Web of Science, патент на корисну модель, 5 публікацій у матеріалах закордонних і всеукраїнських конференцій.

Структура та обсяг дисертації. Дисертація складається зі вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаних джерел зі 122 найменувань на 14 сторінках, 2 додатків на 19 сторінках. Загальний обсяг дисертації становить 156, зокрема 137 – основний текст, 30 рисунків, 6 таблиць.

РОЗДІЛ 1

СУЧАСНИЙ СТАН ВУГЛЕВИДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ УКРАЇНИ. МЕТА, ІДЕЯ РОБОТИ. ЗАВДАННЯ І МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕНЬ

1.1 Аналіз ресурсного потенціалу вуглевидобувних підприємств України

При сучасному споживанні суспільством України енергоресурсів розвіданих запасів вугілля достатньо на 140 років, газу на 52 роки, а нафти на 34 роки. Україна у загальносвітовому рейтингу вугільних запасів має частку у 3,9 %, тобто 37,65 млрд тонн. Сумарна кількість запасів вугілля промислового значення складає біля 6,5 млрд тонн [1].

Ефективне формування та використання ресурсного потенціалу вуглевидобувних підприємств з урахуванням гірничо-геологічних умов, гірничотехнічних параметрів та техніко-економічних показників обумовлює специфіку та важливість орієнтації підприємства у ринковому середовищі сировини вуглеводнів. Нарощування й розвиток ресурсного потенціалу вуглевидобувного підприємства забезпечує надійність та інтенсивність функціонування усього технологічного ланцюга підприємства з адаптацією до внутрішніх та зовнішніх викликів виробництва і потреб ринку. Ресурсний потенціал вуглевидобувних підприємств є однією зі складових частин потенціалу вугільної промисловості України [2]. Ресурси вуглевидобувного підприємства являють собою упорядковану сукупність потенційних можливостей підприємства, при використанні яких забезпечується реалізація його основних функцій. Наявність ресурсів, їх якісний та кількісний склад багато в чому визначають вибір та ефективність реалізації стратегії розвитку ресурсного потенціалу вуглевидобувного підприємства.

Управління ресурсним потенціалом вугільної шахти та природні умови формують і забезпечують регулювання резервів ефективного розвитку основних процесів видобутку вугілля. Пропускна здатність технологічного ланцюга вуглевидобувного підприємства обумовлюється ресурсним потенціалом поверхневого

комплексу, шахтним транспортом, стаціонарними машинами, застосуванням прохідницького та очисного обладнання. На збиткових державних шахтах Міністерства енергетики України пропускна здатність технологічного ланцюга у 2 – 4 рази перевищує можливості очисних робіт [3].

Вуглевидобувні підприємства країни, на сучасному етапі розвитку перебувають у стадії глибокої рецесії, така ситуація обумовлена зовнішньою агресією на сході країни та фінансово-економічною кризою. На теперішній час шахти, що входять до сфери управління Міненерговугілля, розташовані на непідконтрольній території і складають 55 підприємств; 35 вуглевидобувних підприємств розташовані поза зоною ведення бойових дій [4].

Шахтний фонд діючих підприємств застарілий, термін експлуатації більшості шахт становить понад 70 років. Енергетичним сектором України було спожито 29,6 млн т вугілля, 66 % якого було забезпечено власним видобутком. У 2018 р. Україною було імпортовано біля 15,0 млрд т вугілля [5].

Видобування вугілля в Україні здійснюється у п'яти областях: Донецькій, Луганській, Дніпропетровській, Львівській та Волинській. Вугільна промисловість України складається з недержавного (приватного) та державного секторів. Найбільш потужні вуглевидобувні підприємства знаходяться у приватному секторі: «ДТЕК» (ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», ТОВ «ДТЕК Добропіллявугілля» та ін.), ПрАТ «Краснодонвугілля» (входить до групи «Метінвест»), ПАТ «Шахтоуправління «Покровське» та ін. У державному секторі шахти розташовані у ДП «Львіввугілля», ДП «Селидіввугілля», ДП «Красноармійськвугілля» та інші.

За 2018 р. вугледобувними підприємствами України видобуто вугілля на 286,9 тис. т більше порівняно із 2017 р. Видобуток енергетичного вугілля збільшився на 1277,9 тис. т, коксівного на 991 тис. т. А собівартість однієї тонни вугілля зросла на 30,5 %, порівняно з минулим роком і ця тенденція пов'язана з відсутністю у довгостроковому періоді вкладень коштів у модернізацію ресурсного потенціалу вуглевидобувних підприємств.

Динаміка видобутку вугілля державними та приватними вугільними підприємствами впродовж 2015 – 2020 рр. наведена на рис 1.1 [6].

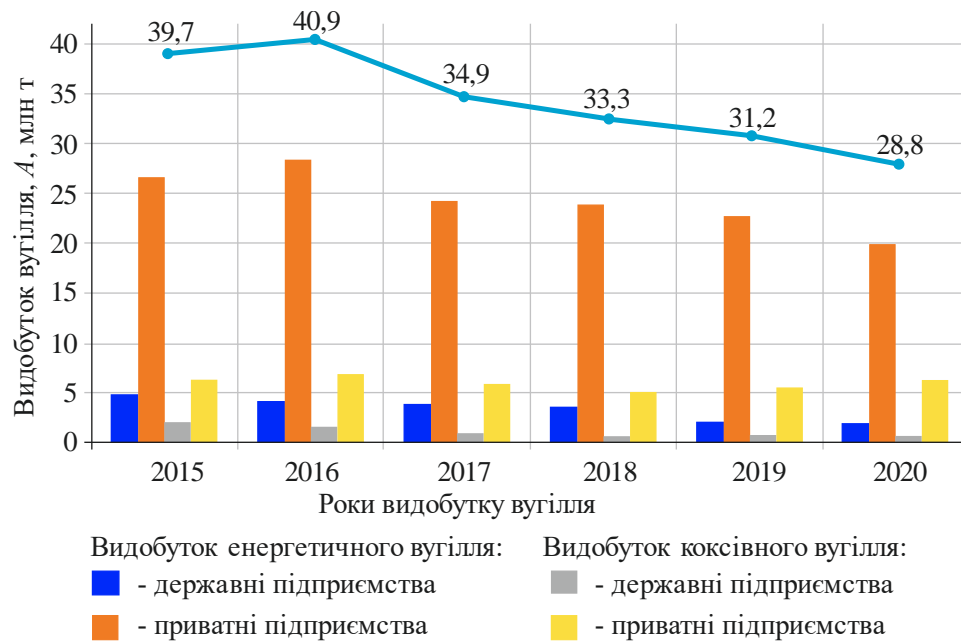


Рисунок 1.1 – Динаміка видобутку вугілля державними та приватними підприємствами впродовж 2015 – 2020 рр.

Лише 4 вуглевидобувних підприємства із 35, які контролює держава на сьогодні, працюють з прибутком. Основна причина зменшення обсягів видобутку пов'язана з перебуванням частини шахт на території, невідконтрольній Україні, а також з низьким ресурсним потенціалом вуглевидобувних підприємств, запаси шахтних полів із сприятливими умовами видобутку яких вичерпані. З 2013 р. державні дотації на фінансування технічного переоснащення технологічного ланцюга шахти та експлуатаційних вибоїв відсутні, зменшився попит на вугілля тепловими електростанціями та наявність кризові тенденції в економіці країни.

У розробленій Міністерством енергетики України стратегії до 2035 р. заплановано ліквідацію збиткових та надлишкових шахт, що знаходяться у державній власності до 2025 р. Споживчий ринок паливних енергоресурсів в Україні до 2035 р. буде зростати, на відміну від країн ЄС, де запроваджено жорсткі цільові показники щодо споживання вугілля.

Реформування ресурсного потенціалу державних шахт передбачає:

- ліквідацію або консервацію підприємств з вичерпаними запасами та надлишком застарілих основних фондів;

- приватизацію перспективних шахт з достатнім ресурсним вугільним потенціалом та задовільним станом основних шахтних фондів, що забезпечить залучення стратегічних інвесторів;

- приватизацію вугледобувних підприємств, модернізацію техніки та технологій ведення гірничих робіт.

Серед підприємств Міністерства енергетики шахта «Капітальна» (м. Мирноград, Донецька обл.), яка за програмою модернізації ресурсного потенціалу вуглевидобувних підприємств, отримала нове прохідницьке та очисне обладнання. Це очисний комбайн серії MG210, скребковий конвеєр SGZ630, ресурс якого 3 млн тонн та чотири прохідницькі комбайни потужністю 10 – 15 м/доб. Потужність шахти «Капітальна» на сьогодні становить 1,4 тис. т/доб. Новації у ресурсному потенціалі забезпечать приріст потужності підприємства у 2 – 2,5 рази. Автоматизація, роботизація процесів та ергономічність нового гірничого обладнання здатні вирішити питання кадрового забезпечення шахт кваліфікованим підземним персоналом [6].

Єдиною новобудовою у сфері Міненерговугілля є вуглевидобувне підприємство шахта №10 «Нововолинська». Пуск першої черги шахти забезпечить 450 тис. т видобутку вугілля на рік, другої черги також становитиме 450 тис т. Проектна потужність шахти складе 900 тис. т видобутку вугілля на рік. Наразі для пуску в експлуатацію першої черги цього довгобуду потрібно понад 1,4 млрд грн [6].

Ресурсний потенціал недержавного сектору вугільної галузі успішно забезпечує ефективність та мобільність організаційних і виробничих процесів шахт і не потребує, на теперішній час, кардинальних реформ.

Видобуток вугілля вуглевидобувними підприємствами ДТЕК становив 27,2 млн т, частка енергетичного вугілля склала 24,1 млн т. Збагачення рядового вугілля досягло обсягів у 17,2 млн т, випуск концентрату – 9,1 млн т. На шахти ДТЕК «Павлоградвугілля» направлена нова гірнична техніка: 12 прохідницьких

та 8 очисних комбайнів, а також модернізовано 35 електровозів. ДТЕК «Добропіллявугілля» забезпечено новими трьома прохідницькими та двома очисними комбайнами.

У березні 2019 р. успішно пройшло випробування прохідницького комбайна RH-160 з функцією установаження анкерного кріплення на шахті «Степова». Для забезпечення ефективної логістики технологічного ланцюга вуглевидобувного підприємства замінено вентилятор головного провітрювання шахти «Дніпровська», збудовано вентиляційну свердловину на шахті «Ювілейна», що забезпечить інтенсивність транспортної системи шахти [7].

На вищезазначених вуглевидобувних підприємствах практично відроблено якісні ділянки вугільних запасів; перехід на забалансові запаси і на ділянки шахтного поля зі складними гірничо-геологічними умовами, обумовлює збільшення зольності рядового вугілля. Ведення гірничих робіт з застосуванням застарілої техніки, відсутність фінансів на модернізацію технологій і обладнання та відокремлення від шахт збагачувальних фабрик є одним із факторів що суттєво впливають на якість видобутої паливної сировини.

Висока зольність вугілля, в середньому 39,7 %, що видобувається на шахтах України, не може напряму використовуватися ні в енергетичному, ні в коксохімічному комплексі. Понад 90 % рядового вугілля потребує збагачення на фабриках із забезпеченням нормативної зольності для енергетичної галузі – 27 %, для коксохімічної – 8,4 %. За сучасними реаліями зольність видобутого вугілля, що надходить на збагачувальні фабрики? коливається на рівні 38 – 41 % [8]-[10]. Водночас, незважаючи на те, що граничні можливості процесу збагачення вичерпані здобувачем було запатентовано спосіб збагачення сухого вугілля [11]. Технічний результат полягає в підвищенні ефективності способу, який дозволяє гарантовано й ефективно відбирати зерна за щільністю та формою, забезпечує високу якість поділу зерен та ефективний відбір продуктів збагачення - концентрату і проміжних продуктів різної зольності з вихідного матеріалу, забезпечує зниження зольності продуктів збагачення. За допомогою гармонійних коливань сітчастої стрічки відбувається розпушування, розшарування та переміщення зерен вихідного матеріалу у різних площинах.

Даний процес забезпечує переміщення шарів вихідного матеріалу з ефективним відбором продуктів збагачення. Підвищення ефективності способу дає можливість налаштування обладнання залежно від вихідного матеріалу.

Сьогодні основною програмою, що передбачає стратегічне планування та зростання ресурсного потенціалу державних вуглевидобувних підприємств є Енергетична стратегія України на період до 2035 р. «Безпека, енергоефективність, конкурентоспроможність» (6 червня 2018 р. за № 497-р). Передбачається прискорення розробки та ухвалення статуту, створення структури та підрозділів державного підприємства «Національна вугільна компанія», яке покликане стати центром реорганізації державних вугільних активів. Під керівництво компанії передаються 33 державні шахти, які припиняють існування як окремі юридичні особи [12]. Особлива увага приділяється створенню проектно-наукового та сервісно-технічних центрів з реформування структур державного сектору вугільної галузі з наданням шахтам (шахтоуправлінням), у їх складі, статусу дочірніх підприємств, що дозволить зупинити процедуру подальшого можливого роздержавлення. Заходи реформування державного сектору вугільної промисловості спрямовані на оптимізацію та поступове припинення державної підтримки шахт, створення привабливих умов приватизації вуглевидобувних підприємств, забезпечення національної промисловості вітчизняним вугіллям.

1.2 Напрями техніко-технологічного удосконалення за вибором об'єкта дослідження

Створений у 50 – 60 рр. минулого століття паливно-енергетичний комплекс Західного регіону України пов'язаний з комплексним розвитком вуглевидобувної промисловості. Стабільний та адаптований розвиток цих галузей забезпечує виробництво енергії та суттєво впливає на економіку та соціальну сферу регіону [13] – [16].

У Львівсько-Волинському кам'яновугільному басейні з 23 побудованих вуглевидобувних підприємств на сьогодні залишилося дев'ять. Шість шахт входять до ДП «Львіввугілля», дві шахти до ДП «Волиньвугілля» і шахта

«Надія» є недержавного підпорядкування. Видобуток при роботі 23 шахт становив 15,5 млн т рядового вугілля на рік, у 2018 р. видобуток шахт басейну склав лише 1,54 млн т. [17], [18].

Поклади Львівсько-Волинського кам'яновугільного басейну зосереджено на території Львівської та Волинської областей і займають площу 8 тис. км². Запаси кам'яного вугілля складають близько 1 млрд т, з яких 2,5 % запасів зосереджено у Львівській області та 0,2 % кам'яного вугілля у Волинській. Потужність кам'яновугільних покладів за марочним складом вугілля: довгополуменеве газове, жирне, коксівне. Експлуатаційні запаси горизонтальних вугільних пластів зосереджено на робочих горизонтах 300 – 659 м, з 60 розвіданих пластів лише 16 мають робочу потужність 0,5 – 1,4 м [19].

Загальний фактичний видобуток рядового вугілля з середньою зольністю 38,8 % 2018 року склав 1511,8 тис. т (рис.1.2) [18].

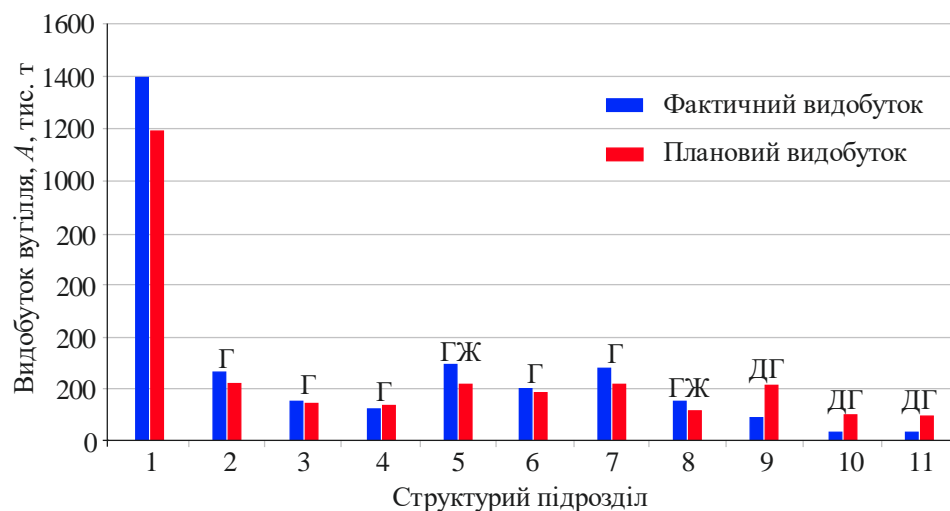


Рисунок 1.2 – Плановий та фактичний видобуток вугілля за 2018 р. шахтами:

- 1 – ДП «Львіввугілля»; 2 – «Великомостівська»; 3 – «Межирічанська»;
 4 – «Відродження»; 5 – «Лісова»; 6 – «Червоноградська»; 7 – «Степова»;
 8 – ПАТ «Надія»; 9 – ДП «Волиньвугілля»; 10 – «Бужанська»;
 11 – №9 «Нововолинська»; Г – газове вугілля; ГЖ – газове жирне вугілля;
 ДГ – довгополум'яне газове вугілля

Показники з видобутку енергетичного вугілля вуглевидобувними підприємствами ДП «Львіввугілля» у 2018 р. було перевиконано на 115,5 %,

фактична зольність вугілля склала 39,4 %, усі шахти державного підприємства виконали план із видобутку та зниження зольності рядового вугілля, крім шахти «Відродження». Показники по виконанню плану з видобутку становили 89,7 %, при цьому фактична зольність видобутого вугілля склала 38,3 %.

ДП «Волиньвугілля», маючи у своєму складі дві діючі шахти виконала план з видобутку вугілля на 43 %, при цьому зольність рядового вугілля зросла і становила 38,1 %.

На рис 1.3 наведено планову та фактичну зольність видобутого вугілля у 2018 р. шахтами ДП «Львіввугілля» та «Волиньвугілля».

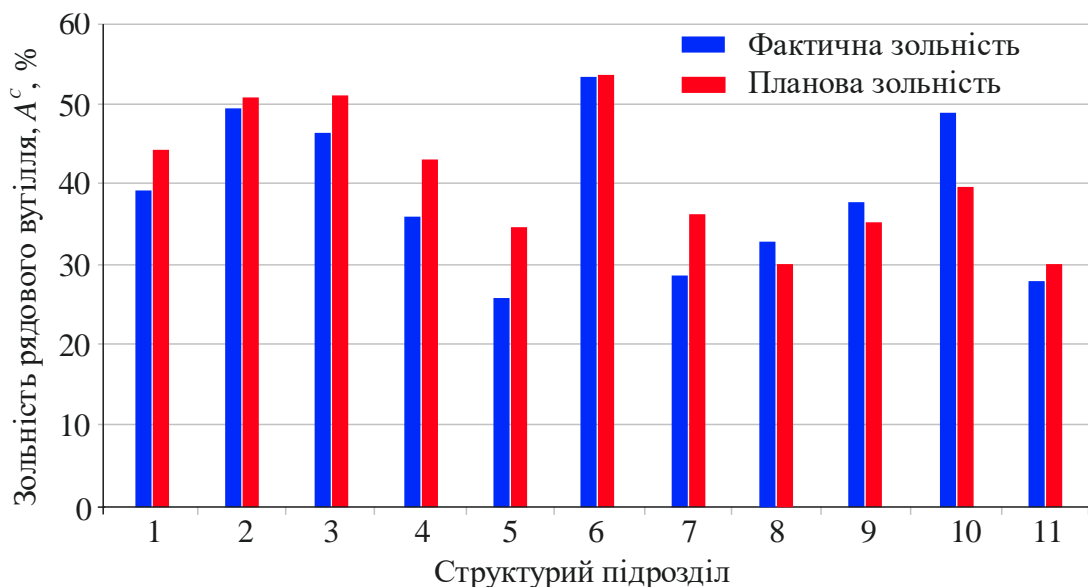


Рисунок 1.3 – Планова та фактична зольність рядового вугілля по шахтах:

- 1 – ДП «Львіввугілля»; 2 – «Великомостівська»; 3 – «Межирічанська»;
 4 – «Відродження»; 5 – «Лісова»; 6 – «Червоноградська»; 7 – «Степова»;
 8 – ПАТ «Надія»; 9 – ДП «Волиньвугілля»; 10 – «Бужанська»;
 11 – №9 «Нововолинська»

На вуглевидобувних підприємствах ДП «Львіввугілля» і «Волиньвугілля» знаходяться в експлуатації ділянки запасів малопотужних вугільних пластів, більша частка яких знаходиться у складних гірничо-геологічних умовах. Застосування застарілої техніки, відсутність фінансів на модернізацію технологій та обладнання і відокремлення шахт від збагачувальних фабрик – всі ці фактори суттєво впливають на зниження якості видобутого вугілля.

Видобуте вугілля на шахтах західного регіону в середньому має зольність 39,4 % і не може напряму використовуватися в енергетичному комплексі регіону. Рядове вугілля шахт потребує збагачення на фабриках з забезпеченням нормативної зольності для енергетичних потужностей – 27 %.

Вилучення та приватизація збагачувальної фабрики Червоноградського гірничопромислового регіону призвело до монополізації робіт по збагаченню вугілля, що порушило єдиний технологічний цикл видобутку і постачання вугілля споживачам. Це призвело до зниження якості вугільного продукту, що має зольність у межах 23 – 30 % та збільшення його ціни [20]. Одним із можливих варіантів вирішення цієї проблеми є будівництво модульних збагачувальних установок потужністю 100 т/год. Впровадження в схему технологічного комплексу шахти експлуатацію установки забезпечить збагачування гірничої маси безпосередньо у шахтних умовах, створить адаптивні умови логістичного ланцюга системи: «шахта – фабрика збагачення вугілля», що призведе до зростання кількісних та якісних показників вугільного продукту, зменшенню собівартості та стабілізації техніко-економічних показників вуглевидобувного підприємства.

Сировинний ресурсний потенціал балансових запасів вугілля діючих вуглевидобувних підприємств Львівсько-Волинського басейну становить близько 500 млн т. На шахтних полях вуглевидобувних підприємств «Зарічна» та «Червоноградська» залягає пласт V6 «Візейський» з балансовими запасами у 65 млн т, відповідно на шахти припадає 35 і 30 млн т. Із 92 млн т промислових запасів ДП «Львіввугілля» на вугільні пласти потужністю 1 м і більше припадає 10,5 млн т. Основна частина цих запасів зосереджена на полях шахт «Степова» (62,5 %), «Лісова» (16,2 %) та «Великомостівська» (10,5 %). Близько 29,3 млн т вугілля, або 32 % від загальної кількості промислових запасів, зосереджено в пластах потужністю 0,8 – 1,0 м, що знаходяться в шахтних полях вуглевидобувних підприємств: «Межирічанська» – 22 %, «Відродження» – 7,5 %, «Червоноградська» – 32,6 %, від загальної кількості промислових запасів. Перспективними для розвитку Львівсько-Волинського басейну є чотири ділянки

під будівництво шахт № 3 і № 4 «Червоноградська» з запасами вугілля у 169,2 млн т та шахт № 1 і № 2 «Тяглівська» з балансовими запасами у 400 млн т, що слугують резервом ДП «Львіввугілля». У Південно-Західному районі басейну виявлено Любельську вугленосну площу з балансовими запасами у 700 млн т, із яких до 200 млн т припадає на коксівне вугілля. Перспективним напрямом видобутку вторинної сировини зостається шахтний газ метан, запаси якого складають 500 млрд м³ [20], [21].

Запаси вугільних пластів з потужністю 1,0 м і більше успішно відробляються при застосуванні наявної техніки та технології на шахтах ДП «Львіввугілля» і «Волиньвугілля». Для зниження собівартості та збільшення якості видобутку вугілля в цих умовах потрібна модернізація техніки та обладнання. Умови ведення гірничих робіт на вугільних пластах потужністю 1,0 м і менше потребують фінансових вкладень на впровадження виїмкових комплексів струговими установками, впровадження технологій селективного виїмання вугілля. Значних капіталовкладень на розкриття та підготовку потребують вугільні запаси ділянок шахт «Степова», «Лісова», «Великомостівська», Червоноградського гірничо-промислового району, Тяглівського родовища та Любельської вугленосної площі. Значних фінансових вливань потребує будівництво шахти «Ново-Волинська» №10 ДП «Волиньвугілля» з балансовими запасами вугілля 54 млн т і проектною потужністю 0,9 млн т на рік [22] – [24].

Ресурсний потенціал Львівсько-Волинського басейну дає можливість створити потужний паливно-енергетичний комплекс і адаптувати його до потреб регіону в енергетичних ресурсах, що сприяє стабілізації та розвитку економіки. Водночас необхідно розглядати не тільки технології традиційного вуглевидобутку, а й геотехнології, зокрема «чисті вугільні технології», які дають можливість отримувати в результаті складних фізико-хімічних перетворень вугілля енергетичну та хімічну сировину, виходячи зі споживчих ринкових потреб [25].

Маючи незначні кошти на освоєння нових потужностей шахти ДП «Львівугілля» впроваджують в експлуатацію нові очисні вибої з оснащенням відремонтованими виїмковими комплексами і частинами нового обладнання. Планується ввести в експлуатацію чотири видобувні ділянки. На шахті «Великомостівська» по пласту «Сокальський» потужністю 1,30 м з запасами вугілля у 162 тис. т змонтована і введена в експлуатацію лава №114, що оснащена комплексом 2М-87, комбайном 1ГШ-68, конвеєром СП-250.11. Плановий видобуток з лави складає 650 т/доб, очікувана зольність гірничої маси – 34 %.

Близько 340 млн грн кредитних коштів спрямовано на закупку нового обладнання для лав шахт «Відродження» та «Степова». Новий очисний вибій довжиною 187 – 200 м на шахті «Степова» оснащено очисним комбайном РКУ- 10, секціями механізованого кріплення КД-90 і ДМ, скребковим конвеєром СП-26У. При виїмальній потужності пласта 1,38 м запаси лави становлять 281 тис. т вугілля, очікувана зольність вугілля 29,2 %, при плановому видобутку 870 – 900 т/доб. Транспортна система виїмкової дільниці конвеєризована. Також отримано новий прохідницький комбайн, який найближчим часом планують змонтувати та запустити у роботу, а також введено в експлуатацію відремонтований прохідницький комбайн КСП-22 [26].

Востаннє нове обладнання на волинські шахти поступало 15 років тому. Відремонтований виїмковий механізований комплекс КД-80 змонтовано в очисному вибої шахти «Бужанська» ДП «Волиньвугілля». При потужності пласта 0,8 – 0,85 м, виїмальна потужність складає 1,1 м, довжина очисного вибою 160 м, запаси вугілля виїмкового стовпа складають 155 тис. т. При плановому видобутку 580 т/доб очікувана зольність складе 40 % [27].

Найгострішою проблемою для вуглевидобувних підприємств Львівсько-Волинського басейну на сьогоднішній день залишається ринок збуту вугілля. Поставки енергетичного вугілля на Трипільську ТЕС, за 600 км від видобутку та збагачення рядового вугілля, створює проблеми з відвантаженням і транспортуванням. Приватизовані компанією ДТЕК Добротвірська та Бурштинська ТЕС, що десятиліттями забезпечували стабільний ринок збуту енергетичного вугілля для

шахт ДП «Львіввугілля» та «Волиньвугілля», закупають від 4 до 5 млн т вугілля з східних регіонів, витрачаючи на транспортні перевезення 600 – 700 млн грн щорічно. Штучні колізії з ринком збуту стримують розвиток перспективних вуглевидобувних підприємств Львівсько-Волинського басейну і паливо-енергетичного комплексу західного регіону в цілому.

Вуглевидобувна галузь західного регіону забезпечена запасами енергетичного вугілля та має дуже потужний виробничий потенціал, але неефективне управління, відсутність фінансової підтримки у модернізації технологій, техніки і обладнання шахт з боку держави призводить до високої собівартості видобутку вугілля та обмежує можливості з нарощування його видобутку. На сьогодні видобуток вугілля у басейні істотно відстає від потреб енергетики регіону.

Важливим фактором у розвитку вуглевидобувних підприємств Львівсько-Волинського басейну є модернізація енергетичних потужностей регіональних ТЕС з переходом на використання марок вугілля, що видобуваються на шахтах ДП «Львіввугілля» та ДП «Волиньвугілля». Вирішення цієї проблеми сприятиме ефективності роботи вуглевидобувних підприємств з видобутку та забезпечення якості вугілля, що обумовлюється логістичним фактором, адаптивністю системи «шахта – збагачувальна фабрика» та стабільним ринком збуту вугільної продукції енергогенеруючим компаніям.

1.3. Технічне забезпечення високоефективних умов ведення гірничих робіт

Сучасні технології та техніка видобутку вугілля повинні забезпечувати зростання безпеки, інтенсифікації й ергономічності гірничих робіт, якість вугілля, впровадження безлюдних технологій видобутку, переробку вугільних пластів з отриманням енергетичного і хімічного продукту.

Середній показник потужності вугільних пластів, що знаходяться в експлуатації на шахтах України, становить 0,8 – 1,0 м, виїмана потужність пласта залежить від параметрів виїмкової техніки. У більшості випадків виїмання

вугільного пласта ведеться з підриванням порід, що вміщують вугільний пласт, обумовлюючи якість видобутої сировини та зміну геомеханічних параметрів ведення виїмкових робіт.

Розробка тонких вугільних з труднощами у застосуванні техніки і технологій велась на вугільних родовищах країн з розвиненим ресурсним і технічним потенціалом вугільної галузі. Малопотужні вугільні пласти у країнах, що займаються видобутком твердого палива, мають різну класифікацію потужності (рис. 1.4) [28].

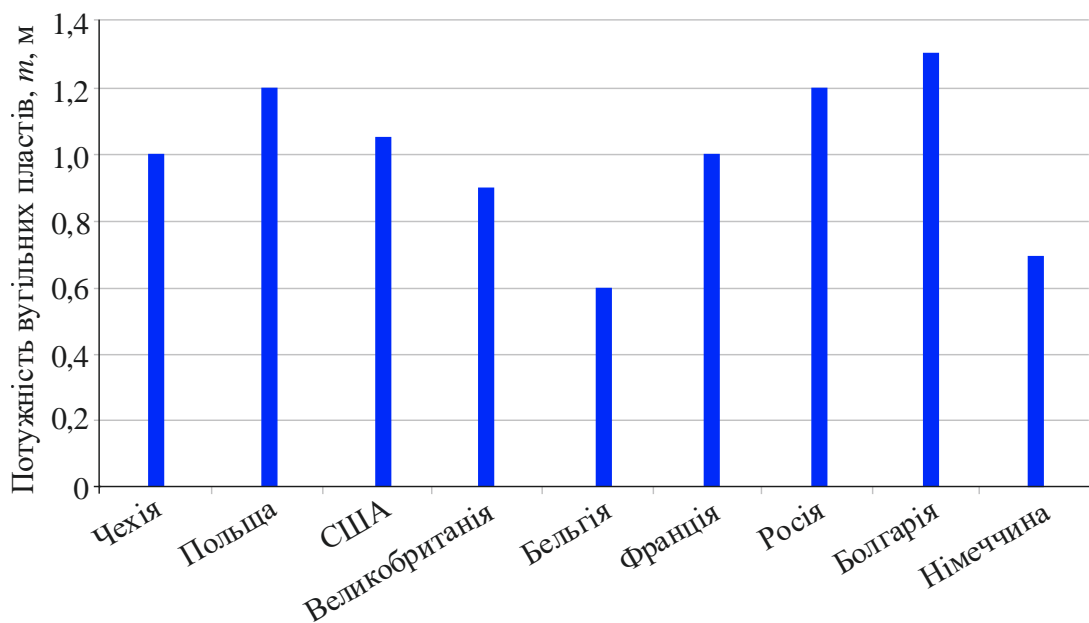


Рисунок 1.4 – Класифікація тонких вугільних пластів за потужністю у країнах, що видобувають тверде паливо: 1 – Чехія (до 1 м); 2 – Польща (до 1,2 м); 3 – США (до 1,05 м); 4 – Великобританія (до 0,91 м); 5 – Бельгія (до 0,6 м); 6 – Франція (до 1,0 м); 7 – Росія (до 1,2 м); 8 – Болгарія (до 1,3 м); 9 – Німеччина (до 0,7 м)

Відроблені у свій час більш доступні запаси вугілля в країнах з розвинутою вуглевидобувною промисловістю обумовили перехід до видобутку запасів, що зосереджені у тонких вугільних пластах. Техніка і технологія ведення гірничих робіт на закордонних вуглевидобувних підприємствах нічим не відрізняється від розробки вугільних пластів середньої потужності. Ефективне відпрацювання тонких пластів набуває останнім часом велике значення для багатьох країн. Пласти розробляються суцільною стовповою або комбінованою системами

розробки, лавами, довжина яких сягає 200 – 250 м, іноді 300 м. Середнє відпрацювання малопотужних пластів за ці роки збільшилося в 1,3 рази [29].

Широке впровадження в очисних вибоях скреперо-стругових і стругових установок до 86 %, іноді очисних комбайнів до 14 % на вугільних пластах потужністю до 1,6 м в Німеччині, обумовлювалось проблемами, які виникали при розробці тонких пластів вугілля. Значні втрати відбитого вугілля створювали на підшві пласта «подушку», що перешкоджала посуванню конвеєра і комплексу в цілому та відхиляла його від заданого горизонту різання і потребувала зачищення підшви вугільного пласта зі значним зниженням продуктивності праці [30].

Застосування стругових установок за кордоном у механізованих виїмкових комплексах забезпечило інтенсивний технологічний стрибок при розробці тонких вугільних пластів. Широке впровадження потужних стругових установок ковзаючого і відривного типу та їх комбінації, комп'ютеризація та автоматизація процесів видобутку дозволяла забезпечити встановлену глибину різання та утримання заданої потужності пласта, зменшити втрати енергії на тертя та підвищити ремонтпридатність установки.

Незважаючи на значні запаси вугілля, розробка тонких пластів потужністю менше 0,7 м не велась. На вугільних пластах потужністю до 1 м працювала незначна кількість очисних вибоїв. Усі лави були обладнані механізованим кріпленням і стругами. Наявність м'якого вугілля в тонких пластах обумовлювала застосування стругових установок. При застосуванні очисних комбайнів на вугільних пластах потужністю менше 0,8 м необхідно було проводити присікання порід покрівлі, або підшви пласта, що збільшувало енергозатрати, трудомісткість робіт та зменшувало якість вугілля [31]. До закриття вугільних шахт у Німеччині на тонких вугільних пластах до 1,1 м широко застосовувались стругові установки безперервної дії, шнекові комбайни «E-170» з безланцюговою подачею компанії RAGMining Solutions. Німеччина на сьогодні залишається потужним виробником гірничовидобувної техніки, її основні покупці Австралія, Китай, Польща, Росія та США.

Труднощі у комплексній механізації очисних робіт на тонких пологих пластах, значна зольність рядового вугілля, зростання травматизму і собівартості видобутку змусила вуглевидобувні підприємства Європи скоротити і навіть припинити видобуток вугілля з тонких пластів.

Кам'яне вугілля на території Польщі видобувається у трьох кам'яновугільних басейнах – Верхньосілезькому, Нижньосілезькому та Люблінському. Основним є Верхньосілезький басейн, який забезпечує до 95 % усього видобутку. Три найбільші в Польщі вугільні компанії: Weglokoks, KompaniaWeglowa і Jastrzebska Spolka Weglowa забезпечують сталий видобуток вугілля близько 100 млн т/рік. Потреби у твердому паливі для генеруючих потужностей Польщі складає 85 %.

Стругові установки й очисні комбайни компанії RAGMining Solutions успішно експлуатуються на тонких вугільних пластах шахт Польщі, забезпечуючи інтенсивний, безпечний і ергономічний видобуток вугілля з малопотужних пластів з навантаженням 1600 – 2700 т/доб. Необхідно відмітити, що застосування на тонких пластах очисних комбайнів, з досвіду ведення гірничих робіт на вугільних шахт Німеччини та Польщі, менш ефективно ніж застосування стругових установок [32]. Понад 10 % польського вугілля експортується до країн ЄС.

Інтенсифікація ведення гірничих робіт на шахтах США при розробці тонких вугільних пластів має відмінність у гірничо-геологічних умовах та у застосуванні технології та техніки від вугільних шахт ЄС і Росії. На шахтах США на малопотужних вугільних пластах впроваджено камерно-стовпову систему розробки. Камерна система розробки тонких вугільних пластів передбачає нарізування паралельних камер шириною 3,0 м без кріплення з залишенням між ними охоронних ціликів розмірами від 2,0 м до 5,0 м. Коротковибійними очисними комбайнами на пологих малопотужних пластах видобувається 60 % вугілля з навантаженням на вибій 750 – 1100 т/доб.

У довгих очисних вибоях застосовуються шнекові комбайни з автоматизованим дистанційним управлінням «Sirus», що працюють з рами

привибійного скребкового конвеєра «Е - 170». При розробці малопотужних пластів з м'яким вугіллям застосовуються стругові установки виробництва німецьких фірм. Надтонкі пологі вугільні пласти потужністю 0,45 – 0,6 м на невеликих приватних вугільних шахтах відробляються бурошнековими установками фірми «Dchoj» з навантаженням на установку 160 – 250 т/доб. Для внутрішнього споживання США експортує близько 126 млн т вугілля різних марок [33].

У тонких вугільних пластах шахт Англії сконцентровано до 50 % запасів вугілля. На тонких вугільних пластах з твердим вугіллям у 8 %, від загальної кількості очисних вибоїв, застосовувались очисні комбайни EDW170LN, що призвело до присікання бокових порід потужністю у 0,15 – 0,2 м, виїмання потужність вугільного пласта становила 1,03 – 1,07 м, собівартість 1 т вугілля в таких умовах збільшувалась на 20 % [34]. На шахтах Великобританії застосовувалась суцільна система розробки, виїмкові штреки посувалися за очисним вибоєм довжиною 160 – 180 м. Середня зольність рядового вугілля сягала 25 – 27 %, при навантаженні на очисний вибій 680 – 810 т/доб.

Близько половини видобутку вугілля у світі припадає на Китай, вуглевидобувними підприємствами країни у поточному році видобуто 3,527 млрд т вугілля. У КНР немає збиткових шахт ні в приватному, ні в державному секторі.

Підземним способом у Китаї відробляється 90 % вугільних пластів, пологі пласти у видобутку складають 80 %. Глибина розробки від 220 – 1300 м, в експлуатації переважають вугільні пласти середньої потужності 1,3 – 3,5 м та потужні. Схема розкриття шахтних полів основні розкривні виробки, вертикальні стовбури; спосіб підготовки – погоризонтний, панельний або комбінований, система розробки стовпова, на потужних вугільних пластах очисні роботи ведуться з гідро закладкою [35].

Після закриття вугільних шахт в Німеччині частина машинобудівних заводів була викуплена Китаєм. Досвід Китаю при інтенсифікації гірничих робіт у важких геологічних умовах дозволив сконцентрувати досвід і новітні технології при виробництві гірничошахтної техніки та устаткування. Компанії Sany Heavy

Equipment є частиною машинобудівної корпорації Sany Group, яка успішно забезпечує гірничошахтним обладнанням вуглевидобувні підприємства світу.

У Китаї на шахтах провінції Шаньсі при видобутку вугілля з пластів потужністю від 1,0 м до 1,6 м застосовувались 9 стругових установок власного виробництва. Установки експлуатувались в очисних вибоях довжиною до 200 м, що забезпечувало якість рядового вугілля, зольність якого склала 18 – 21 %, при навантаженні на лаву 1550 – 2570 т/доб [36].

Розробка малопотужних вугільних пластів, що залягають у важких геологічних умовах, потребує значних витрат на підготовку і ведення гірничих робіт. Динаміка основних показників стану державного сектору вугільної промисловості показує, що криза в галузі тільки посилюється. Майже 96 % державних шахт при своїй 20-річній історії роботи не відновлювали гірничо-видобувну техніку. Видобуток вугілля на деяких шахтах Міненерговугілля досягає 100 – 200 т/доб. Хоча, оцінивши сучасні реалії впровадження нових технологій і техніки навантаження на очисний вибій, може досягнути 2 – 3 тис. т/доб залежно від геологічних умов та технологічних параметрів. Негативні тенденції до зниження динаміки вуглевидобутку на державними шахтах зростають. Знижено темпи підготовки лінії очисних робіт, з початку року проведено 36,7 км підготовчих виробок, що становить 83,6 % від запланованого, знижується обсяг проведення підготовчих виробок з механізованим навантаженням – 16,8 км, що становить 46,2 % від плану. Комбайновий спосіб проведення підготовчих і розкривних виробок становив 51,6 %. Середньодіюча лінія очисних вибоїв склала 7089 м, що становить 92,1 % від плану, при цьому середнє-місячне посування лінії очисного вибою склало 21,4 м з відставанням від запланованого на 18,6 % [37].

Наведені статистичні показники ведення гірничих робіт на державних шахтах вказують на невпинне погіршення стану справ у вуглевидобувній галузі. Інтенсифікація гірничих робіт в умовах відсутності впровадження новітніх технологій та реконструкції, при експлуатації застарілої та відремонтованої

прохідницької й очисної техніки та дефіциту у нових прохідницьких і очисних комплексів і модернізації шахтного обладнання, неможлива.

Незважаючи на обставини в економіці країни, шахти державного сектору, що мають достатні вугільні запаси і зберегли колектив професіоналів, підтримують ресурсний потенціал своїх видобувних підприємств. Наприклад, у 2018 р. і на початку 2019 р. на шахтах Львівсько – Волинського вугільного басейну змонтовано і передано в експлуатацію 4 лави. Оснащення очисних виробок при довжині вибою 160 – 200 м складалось частково з нової техніки: механізованого кріплення КД-90, ДМ та скребкових конвеєрів СП-26У, СП-250.11 і відремонтованої: механізованого комплексу 2М-87, КД-80, очисного комбайна 1ГШ-68, РКУ-10: При виймальній потужності вугільних пластів 1,1 – 1,38 м, запасах вугілля у 155 – 281 тис. т, середнє навантаження на очисний вибій склало 842,5 т/доб з середньою зольністю рядового вугілля 34,2 % [26], [27].

Яскравим прикладом у зростанні темпів інтенсифікації гірничих робіт слугує виробнича діяльність шахт компанії ДТЕК. 2018 року вуглевидобувними підприємствами «ДТЕК Павлоградвугілля» було видобуто 20 млн т вугілля, «ДТЕК Добропіллявугілля» – 4,1 млн т, що складає 72,4 % від усього видобутого вугілля в Україні. Інтенсифікація гірничих робіт на шахтах «ДТЕК Павлоградвугілля» відбувається у важких гірничо-геологічних умовах, за наявності тонких вугільних пластів, міцного та в'язкого вугілля, нестійких порід покрівлі та підшви схильних до розмокання і набрякання.

Інтенсифікацію гірничих робіт на першому етапі забезпечили інвестиції у механізовані комплекси 1КД-80, очисні комбайни 1К-101 і скребкові конвеєри СП-202, СП-250. Вчасна підготовка лінії очисних робіт і сталий видобуток вугілля досягалися впровадженням науково-технічних новацій. Другий етап інвестицій спрямований на впровадження високопродуктивної, надійної та ергономічної техніки вітчизняного й імпортного виробництва: механізованих кріплень 1КД-90, 2КД-90, OSTROY, очисних комбайнів MB280E, MB220E, скребкових конвеєрів СП-251 і SZK-228. У 2018 р. на шахти «ДТЕК Павлоградвугілля» поставлено 12 прохідницьких і 8 очисних комбайнів, а також

модернізовано 35 електровозів. На шахти «ДТЕК Добропіллявугілля» поставлено 3 прохідницькі та 2 очисні комбайни. Ефективне адаптування нової техніки до гірничо-геологічних умов і гірничотехнічних показників шахт, забезпечувалось науково-технічним супроводом. Впровадження продуктивної очисної техніки сприяло зростанню середньодобового навантаження на лаву до 1789 т/доб, коефіцієнт машинного часу перевищує 0,55.

Для забезпечення своєчасної підготовки вугільних запасів необхідна поставка високопродуктивної прохідницької техніки з розрахунку один прохідницький комбайн з потужністю не менше 100 м/міс. на один очисний комплекс. Проведення гірничих виробок забезпечувалась новітніми, автоматизованими прохідницькими комбайнами з потужністю 10 – 15 м/доб, науковим обґрунтуванням місця закладки виробки та її кріплення, організацією робіт при спорудженні й експлуатації виробки. Зросло повторне використання підготовчих виробок до 266 %, що призвело до зниження обсягів проведення виробок на 6 % [7].

Існуючі проблеми у вугільній промисловості формують основні напрями інноваційного розвитку вугільних підприємств України:

- створення об'єктивних умов на вугільних підприємствах до адаптаційних процесів ринкового господарювання у дієвих правових умовах з метою залучення недержавних інвестицій у розвиток галузі;

- впровадження технологічного оновлення ведення гірничих робіт, що дасть можливість раціонально використовувати надра;

- розвиток ринкових умов у галузі з забезпеченням економічної доцільності та самостійності вугільних підприємств, покращення фінансових потреб на реконструкцію шахт за участі держави;

- застосування наукової складової у нарощуванні та ефективному впровадженні штучного інтелекту, технологій безлюдного виймання, видобутку та переробки вугілля на місці його залягання з отриманням промислового продукту, використання вторинних ресурсів, відновлюваних джерел енергії, створення на базі вугільних підприємств енергохімічних комплексів.

1.4 Особливості формування полів напруженості масиву при концентрації процесів видобутку

Для інтенсифікації видобутку вугілля з тонких і надтонких вугільних пластів у складних гірничо-геологічних умовах, з урахуванням вичерпаності сталих тенденцій і резервів виробництва, реальним стає адаптованість параметрів технології та техніки до реальної геомеханічної ситуації, яка змінюється у просторі та часі у міру видобутку вугілля. Збільшення технологічних параметрів видобувної дільниці веде до оптимізації техніко-економічних показників: собівартості вугілля і коефіцієнта непродуктивності роботи очисного комбайна. З оптимізацією технологічних параметрів, поля напруженості гірського тиску частіше змінюють кількісні й якісні показники внаслідок швидкого посування очисного вибою лави [38].

Найбільш істотними технологічними параметрами, що впливають на видобуток вугілля, є: швидкість руху вибою, виймна потужність пласта, довжина лави і виймального стовпа. Варіації цими параметрами впливають на геомеханічні процеси при видобутку твердого палива і потребують адаптації гірничотехнічного фактора до змін у породовугільному масиві. Прийняття технологічних рішень повинно бути основане на аналізі реальних гірничо-геологічних умов, це гарантує адаптивність технології виїмання вугілля до конкретної ситуації при змінах у породній товщі з урахуванням часу і простору. Забезпечення таких рішень неможливо без залучення новітніх наукових розробок, високопродуктивної і ергономічної гірничої техніки й коректування деяких технологічних ланок шахти [39].

Для інтенсифікації видобутку вугілля потрібне ранжирування факторів процесу стосовно технологій видобутку і фізичної зміни породної товщі. Структура і текстура шаруватого породовугільного масиву, зрушення, переміщення та зсуви породних шарів формують навколо гірничої виробки зміни у часі та просторі полів напруженості гірського масиву. Характер, форма і структура полів напружень при веденні гірничих робіт вивчено і докладно викладено у роботах [40] – [42].

Породи покрівлі за межами зони повних зсувів зависають над вугільним пластом і викликають збільшення навантажень, тим самим створюючи зони опорного тиску. В області виробленого простору навантаження зменшуються, створюючи зони підвищених напружень. Зміни тиску над вугільним пластом і над виробленим простором створюють аномалії навколо очисного вибою. Область зрушення порід навколо очисної виробки поділяється на зону безладного обвалення, зону опускання порід з порушенням цілісності, зону плавного опускання порід, зону опорного тиску в породах покрівлі й підшви вугільного шару, зону розвантаження [43] – [46].

Над середньою частиною виробленого простору можливі максимальні опускання породних шарів, за інших рівних умов величина опускань залежить від потужності пласта, потужності шару обвалених порід. Ширина зони плавних опускань перевищує розміри лави. Внаслідок зависання породних шарів над очисним вибоєм біля меж лави, спостерігається утворення зон опорного тиску. Перша зона опорного тиску називається тимчасовою, а друга – стаціонарною або залишковою. Опорна зона, безпосередньо над вугільним пластом, характеризується шириною зони, максимальними напруженнями, розташуванням максимуму напружень щодо межі ведення очисних робіт або очисного вибою й відстанню від максимуму напружень до точки, де напруження дорівнюють напруженням у незайманому масиві. Дані параметри впливають на стан очисної виробки, стійкість порід у привибійному просторі лави й на динамічні прояви гірського тиску, які залежать від геологічних, гірничотехнічних й виробничих факторів, а також від часу.

Невисока міцність порід при стабільній міцності вугільного пласта призводить до стискування вугілля й удавлювання його у породи покрівлі, що обумовлюється розширенням опорної зони. Максимум напружень віддаляється від вибою, а нормальні напруження зменшуються. Деформації у породах не припиняються ні при зменшенні швидкості посуванні вогневого вибою, ні при його зупинці. У таких ситуаціях відбувається розширення зони опорного тиску. Максимум напружень зміщується у масив. Параметри тимчасового опорного

тиску залежать від довжини очисного вибою, швидкості посування вогневого вибою й підробки або надробки пласта. Стаціонарний тиск виникає біля меж лави й впливає на умови управління покрівлею при веденні очисних робіт. Параметри цієї зони з часом змінюються.

Зона опорного тиску у підосві на рівні вугільного пласта є дзеркальним відбиттям опорної зони надвугільної товщі. Розширення зони підвищеного гірського тиску відбувається у міру віддалення від пласта, як у бік виробленого простору, так і у бік масиву. При зсуві у бік масиву спостерігається максимум нормальних напружень, далі у масив величина напруження зменшується. Межа підвищених напружень у підосві пласта проходить за лінією, проведеною від контуру лави під кутом 55° до нормалі пласта. Параметри опорної зони підвищеного гірського тиску у породах підосви залежать від глибини розробки, будови підосви й структури і текстури надвугільної товщі, потужності пласта, потужності обвалених порід у виробленому просторі та схильності порід покрівлі та підосви до набрякання. Активні деформації у породах підосви при вийманні вугільного пласта поширюються на потужність від 1,2 м до 3,8 м.

Зона розвантаження утворюється над і під виробленим простором, напруження у цій зоні менше напружень незайманого масиву. Характеристика цієї зони залежить від довжини лави, глибини залягання, потужності пласта, наявності порід у підосві та покрівлі пласта, що набрякають під впливом підземних вод, наповненості обваленими породами виробленого простору, структури й міцнісних властивостей породного масиву, часу, а також від способу управління покрівлею. Зміна напружень і їх величина у зоні розвантаження залежать від параметрів навантаження з боку підробленого породного масиву.

Зрушення порід при веденні очисних робіт відбувається пошарово з виникненням розшарувань і зсувом шарів відносно один одного, величина яких досягає 0,2 – 0,25 від нормальних опускань. Шари порід нежорстко защемлені по контуру виробки являють собою тонку плиту. Вони завантажені нерівномірним навантаженням від маси підроблених порід, яка розподіляється як у зоні защемлення (у зоні опорного тиску), так і над виробленим простором.

Встановлено, що маса підроблених порід, які зависають біля меж над масивом вугілля, нерівномірно розподіляється по ширині виробки. За наявності розшарування порожнин, коли ширина виробки менше проекту при якому відбувається максимальне опускання, приблизно рівне 60 % вийманної потужності пласта, ця маса передається на масив, що виконує функції опор для підробленого шару порід. При збільшенні величини прольоту опускання зростають, і в остаточному підсумку у середній частині виробки шар лягає на підощву або на нижній шар. У цьому випадку підроблена маса шарів розподіляється – одна частина передається на масив, друга – на підощву пласта, або нижній шар [47]. Наведена у роботі [48] модель області виникнення і розподілу полів навантаження над очисною виробкою відображає шари порід із защемленням, що характерно для основної покрівлі. По-друге, імітує безпосередню покрівлю, що являє собою нежорстко защемлену консоль, а також показники полів напруження: фізичні і геометричні параметри епюр навантажень, нормальні навантажень і реакції для характерних точок надвугільного масиву, які залежні від простору і часу під впливом змін технологічних параметрів. Ці показники картини геомеханічної ситуації навколо очисної виробки формують області полів напружень, які характеризуються змінами гірничо-геологічних умов, геомеханічних параметрів та гірничотехнічних показників. Наведена модель відбиває дві розрахункові схеми [49] – [51]. Шаруватий породний масив з нежорстким защемленням моделює поведінку основної покрівлі верхнього масиву, друга схема імітує нежорстко защемлену консоль, що характерно для безпосередньої покрівлі.

Інтенсивність утворення полів напружень і їх переміщення в масиві знаходяться в прямій залежності від способу управління гірським тиском – впровадження ефективних способів управління гірським тиском дозволяє забезпечити рівновагу й стійкість природно-технологічної динамічної системи.

Напружено-деформований стан порід в полях напружень залежить від технологічних параметрів очисного виймання і суттєво впливає на формування навантаження на елементи кріплення і прояв гірського тиску в очисних

виробках. Довжина очисного вибою, швидкість подачі комбайна і темп посування вибою визначають стан очисної виробки і характер обвалення порід у виробленому просторі. Адаптовані технологічні параметри ведення очисних робіт – вагомий інструмент регулювання стану зрушеного масиву, що застосовується при заміщенні літологічних різниць і зміні їх потужностей, оскільки вплив полів напруженості навколо очисної виробки охоплює значний об'єм порід покрівлі. Перерозподіл напружень у полях напружень навколо виїмкової виробки обумовлюється тривалим знаходженням очисного вибою у зонах природного або техногенного змінного фактора, що призводить до інтенсивних проявів гірського тиску на виробничу зону лави. У зонах концентрації напружень, на сполученні лави з підготовчою виробкою, вірогідність проявів геодинамічних явищ зростає.

Довжина лави є визначальним параметром і в першу чергу обумовлюється геомеханічними параметрами ведення очисних робіт, вона впливає на геомеханіку породного масиву, величину навантаження на кріплення підготовчих виробок і очисного вибою. За наявності в покрівлі вугільного пласта міцних і потужних літологічних різниць слід приймати довжину лави максимально можливою за технічною характеристикою вибійного скребкового конвеєра з урахуванням ергономічності праці в даних гірничо-геологічних умовах. Стосовно тонких і середньої потужності вугільних пластів довжина лави рекомендується 250 – 270 м.

Встановлено, що збільшення швидкості посування лави зменшує опускання порід у робочому просторі і на сполученнях її з підготовчими виробками [52] незалежно від структури шаруватого масиву, а наявність потужних шарів порід у покрівлі розподіляє тиск, диференціює динаміку опускання порід, що здійснює вплив на напружено-деформований стан покрівлі. Швидкість посування очисного вибою у діапазоні 2 – 6 м/доб обумовлює зростання напружень у півтори рази, а при швидкостях 6 – 10 м/доб – більш ніж у 3 рази. Для досягання таких швидкостей посування очисного вибою необхідно мати значні швидкості подачі очисного комбайна, що у свою чергу підвищує

вірогідність руйнування порід покрівлі у процесі виймання. Швидкість виймання вугілля комбайном впливає на стійкість безпосередньої покрівлі, особливо коли виймання вугілля проводиться в зонах нестійких порід, до яких відносяться зони інтенсивної тріщинуватості й вклинювання літологічних різниць при їх заміщенні. Концентрація напруження масиву, що мала місце, посилюється за рахунок переміщення опору в глибину масиву [53] – [56]. Даний ефект посилюється при збільшенні кута залягання літологічних різниць, коли стрибок напруження відбувається за малий проміжок часу на невеликому відрізку лави. Відбувається розшарування порід і їх обвалення в робочий простір лави.

Водонасиченість слабометаморфізованих порід, що вміщують вугільний пласт, ускладнює ведення гірничих робіт. Водомісткі вугільні прошарки і пісковики створюють умови набряка і втрати несучої здатності слабометаморфізованих порід покрівлі, що призводить обумовлює критичні прояви гірського тиску. Водонасичення і набрякання порід покрівлі і підосви вугільного пласта відбувається з відходом очисного вибою від попередньої посадки основної покрівлі; наближення чергової посадки покрівлі призводить до збільшення горизонтальної складової гірського тиску, зменшення водоприпливу, перерозподілу полів напружень, що обумовлюється більшою мірою тиском від набрякання порід. Таким чином, перерозподіл напружень формує аномальні навантаження на привибійний ряд гідростояків механізованих секцій очисного комплексу. Слід зазначити, що в цих умовах більша частина секцій механізованого комплексу наближається до критичного навантаженням і при послабленні породного шару основної покрівлі, вірогідно, призведе до посадки частини (або усіх) секцій кріплення механізованого комплексу на жорстку базу [57] – [59].

Аналіз шахтних, стендових і аналітичних досліджень на малопотужних вугільних пластах дає можливість встановити низку факторів взаємодії системи «гірський масив – очисний вибій», що впливають на ведення очисних робіт:

– критичні прояви гірського тиску в довгих очисних вибоях високонавантажених лав на тонких і надтонких вугільних пластах, що виникають у перші 5 – 6 годин зупинки їх посування;

– зі збільшенням довжини лави у заданому діапазоні при однаковій швидкості посування очисного вибою збільшуються геометричні та фізичні параметри полів напруження в епюрах опорного тиску;

– за наявності потужного шару у надвугільній товщі порід, що залягає поблизу вугільного пласта, нормальні навантаження в опорній зоні полів напружень мають два максимуми, один з яких формується від основної покрівлі, другий від потужного шару порід;

– при збільшенні довжини очисного вибою лави і незмінній швидкості посування опускання покрівлі зменшуються, а збільшення швидкості подачі очисного комбайна може призвести, у цій ситуації, до руйнування та обвалення порід покрівлі;

– пришвидшення посування очисного вибою призводить до зміщення порід у виїмковому штреку, при невідповідності кріплення навантаженню з боку порід, що вміщують виробку, різко збільшуються до критичних.

1.5 Постановка мети та формулювання завдань досліджень

1.5.1 Мета і завдання досліджень

У ході проведення досліджень щодо забезпечення паливно-енергетичного комплексу України кам'яним вугіллям встановлено, що актуальними постають питання інтенсифікації процесів вуглевидобування при обґрунтуванні відповідного технологічного забезпечення та ув'язці усіх ланок супутніх процесів гірничодобувної діяльності на тих шахтах, які мають відповідні гірничо-геологічні запаси та можливості перспективності розвитку. Тому обґрунтування параметрів інтенсифікації процесів вуглевидобутку на основі встановлення закономірностей зміни напружено-деформованого стану гірського масиву є актуальним науково-технічним завданням та вимагає нагального вирішення.

Таким чином *метою дисертаційної роботи* є обґрунтування параметрів технології видобування вугілля з урахуванням закономірностей зміни

напружено-деформованого стану гірського масиву при стовповій системі розробки вугільного пласта спареними лавами.

Для досягнення зазначеної мети були поставлені такі завдання:

1. Виконати аналіз сучасного стану гірничодобувних підприємств та їх ролі у розвитку паливно-енергетичного комплексу України.

2. Розробити методикау дослідження параметрів концентрації гірничих робіт на пологих пластах.

3. Обґрунтувати характер зміни напружено-деформованого стану гірського масиву при стовповій системі розробки вугільного пласта спареними лавами.

4. Встановити закономірності силових та деформаційних параметрів навантаження механізованого кріплення при роботі спарених лав.

5. Розробити рекомендації щодо раціональних параметрів ведення гірничих робіт та способів управління покрівлею при концентрації гірничих робіт.

6. Обґрунтувати техніко-економічну ефективності запропонованих рішень на прикладі шахт Львівсько-Волинського вугільного басейну.

Ідея роботи полягає у врахуванні закономірностей зміни напружено-деформованого стану гірського масиву для обґрунтування технологічних параметрів інтенсифікації процесів видобування вугілля при стовповій системі розробки спареними лавами.

Об'єкт дослідження – технологічні процеси видобутку вугілля при стовповій системі розробки спареними лавами.

Предмет дослідження – закономірності формування напружено-деформованого стану гірського масиву при знаходженні очисних вибоїв в одній площині з подальшим об'єднанням їх фронтальних зон опорного тиску.

1.5.2 Побудова структурної-логічної схеми загальної методики проведення досліджень

Загальна методика проведення досліджень передбачає виконання низки послідовних дій, що містять (рис. 1.6):

- аналіз сучасного стану розвитку гірничодобувних підприємств, передового національного та закордонного досвіду з концентрації та інтенсифікації гірничих робіт;
- встановлення напрямів технічного та технологічного удосконалення процесу видобування тонких та надтонких вугільних пластів;
- вибір методів дослідження з оцінки напружено-деформованого стану гірського масиву;
- створення геомеханічної моделі симуляційного відтворення процесів гірничого виробництва;
- дослідження характеру формування зон опорного тиску як попереду очисного вибою, так і вздовж виїмкового стовпа при знаходженні спарених очисних вибоїв в одній площині;
- визначення деформаційних характеристик гірських порід при об'єднанні фронтальних зон опорного тиску та боків підготовчих виробок спарених очисних вибоїв;
- розробку рекомендацій щодо раціональних параметрів ведення гірничих робіт та способів управління гірським тиском;
- встановлення меж економічної доцільності застосування запропонованих заходів.

Рендеринг 3D моделі гірського масиву проводився за допомогою програмного продукту «SolidWorks». За основу побудови геомеханічної моделі гірського масиву прийняті вихідні дані щодо реальних умов при роботі спарених лав ДП «Львіввугілля» та паспорти кріплення підготовчих виробок. Кожен елемент кріплення моделювався як окрема деталь, з відповідними фізико-механічними властивостями. Характер розповсюдження напружено-деформованого стану гірського масиву в вибраній точці досліджувався шляхом

створення розрізів у заданій площині. Встановлення НДС порід при використанні методу скінченних різниць (МСР) згідно зі зміною технологічних параметрів відбувалось подальшим перенесенням результатів у натурні умови шахти. Оцінка достовірності отриманих результатів перевірялася збіжністю аналітичних та шахтних експериментальних досліджень.

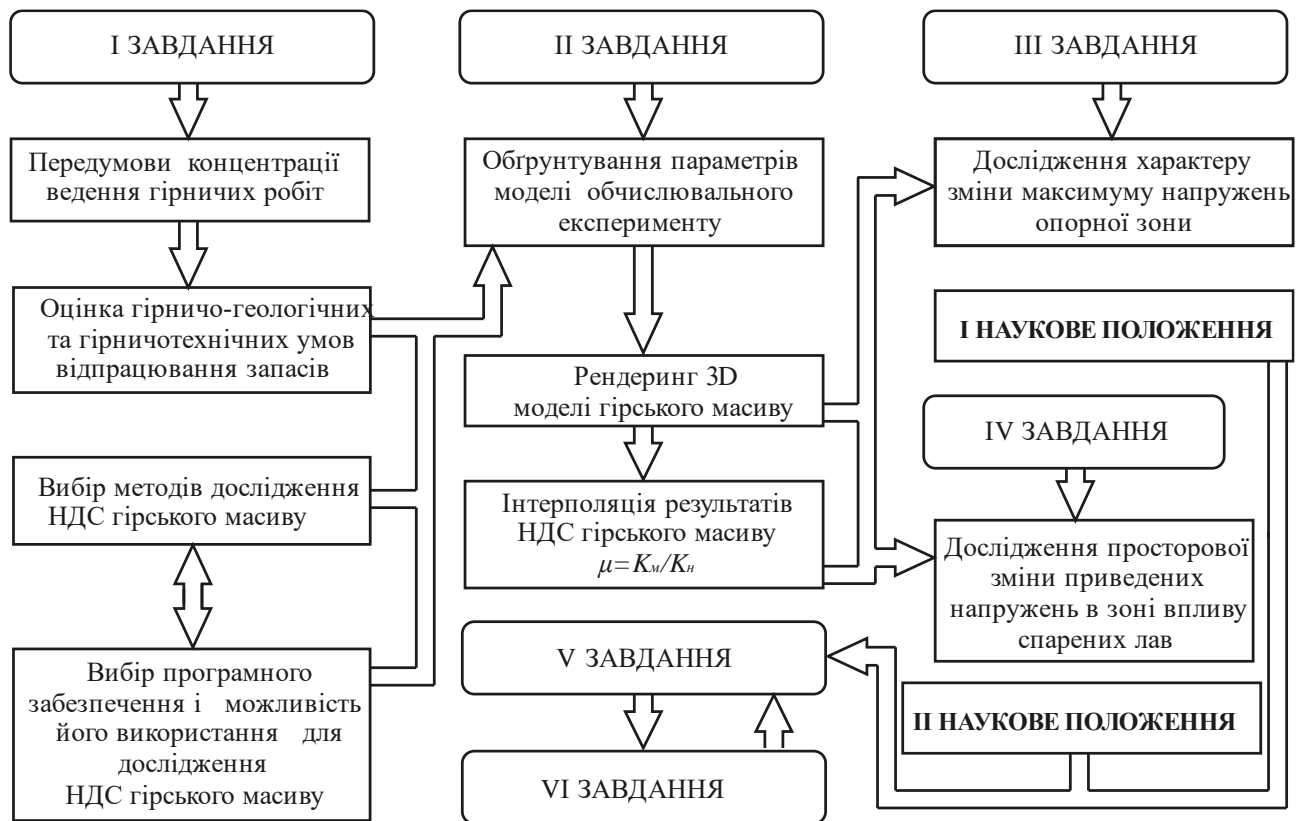


Рисунок 1.6 – Структурно-логічна схема проведення досліджень

1.6 Висновки за розділом. Постановка мети і завдань досліджень

1. У сучасних економічних реаліях України істотне нарощування і впровадження нових виробничих потужностей вуглевидобувної галузі неможливе. Сталий розвиток вуглевидобувних підприємств можливий за умови керованості інвестиціями та інноваційними процесами, які мають бути спрямовані на оптимізацію запасів вугілля з використанням продуктивних, ергономічних, новітніх технологій та техніки сучасного рівня.

2. Збільшення показників з концентрації та інтенсифікації процесів видобування на державних шахтах можливо вирішити шляхом впровадження нових технологічних рішень, оновленням та модернізацією видобувної і

прохідницької техніки, в умовах забезпечення адаптації техніки і обладнання до гірничо-геологічних умов, технологічних та геомеханічних параметрів гірничо-видобувного підприємства.

3. Описана фізична модель дозволяє розглядати породовугільну товщу як шари порід з урахуванням літологічної різниці у вигляді балки-смуги з нежорстким защемленням, узагальнюючи структуру полів напружень навколо очисної виробки з урахуванням гірничо-геологічних умов та гірничотехнічної ситуації навколо очисних та підготовчих вибоїв.

Основні результати першого розділу опубліковано в наукових працях [8] – [11], [13], [23], [24].

Список використаних джерел до розділу 1

1. International Energy Agency. Coal information 2017. OECD: Paris, 2017.500 p. <https://doi.org/10.1787/coal-2017-en>

2. Вагонова, О.Г., Папіж, Ю.С. (2013). Управління ресурсним потенціалом вугільних шахт: моногр. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 178 с.

3. Карапетян, О.А. (2016). Потенціал розвитку вугільного підприємства: структурний аспект. Проблеми та перспективи забезпечення стабільного соціально – економічного розвитку: зб. наук. праць ДонДУУ, XVII(299), 166.

4. Petlovanyi, M.V., Lozynskyi, V.H., Saik, P.B., & Sai, K.S. (2018). Modern experience of low-coal seams underground mining in Ukraine. International Journal of Mining Science and Technology, 28(6), 917-923. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.05.014>

5. Про основні показники роботи паливно-енергетичного комплексу України за січень-грудень 2018 року ГО «науково-технічна спілка енергетиків та електротехніків України». Підготовлено за даними Міненерговугілля України і ДП «Енергоринок». <http://kompek.rada.gov.ua>

6. Стан розвитку паливно-енергетичного комплексу. України за квітень та 4 місяці 2019 року (за фактичними даними) 31.05.2019. Міністерство енергетики та вугільної промисловості України. <http://mpe.kmu.gov.ua/minugo>

7. Интегрированный отчет 2017. Финансовые и нефинансовые результаты. Годовой отчет. Киев: ДТЭК, 2018. 146 р. http://https://dtek.com/content/files/dtek_ar_2017_ru1.pdf

8. Полулях О.Д., Нищеряков А.Д., Мехальчишин В.С., Шаварський Я.Т., Наливайко І.С., Патракеєв В.М., (2013) Технологічні дослідження зниження зольності рядового вугілля шахт ДП «Львіввугілля» на вакуумно-пневматично-трибогравітаційній установці шахти «Степова». *Збагачення корисних копалин*, 54 (95), 99-108.

9. Полулях О.Д., Шаварський Я.Т. (2013) Результати досліджень збагачення класу 6-13 мм рядового вугілля шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» методом вакуумно-пневматичної сепарації. *Збагачення корисних копалин*. 55 (96), 67-70.

10. Полулях О.Д., Нищеряков А.Д., Берлін А.М., Шаварський Я.Т., Ількевич Ю.В. (2013) Дослідження на експериментальній вакуумно-пневматично-трибогравітаційній установці збагачення рядового вугілля шахти «Степова» ДП «Львіввугілля». *Збагачення корисних копалин*, 54 (95), 2013. 108-117.

11. Пат. на корисну модель 87682 UA Україна. Спосіб сухого збагачення вугілля, Шаварський Я.Т. – № U2013 11642 ; заявл. 2.10.2013.

12. Енергетична стратегія України на період до 2035 року «Безпека, енергоефективність, конкурентоспроможність» [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://www.kmu.gov.ua/ua/npas/250250456>

13. Львовско-Волынский каменноугольный бассейн. Геолого-промышленный очерк. // Струев М.И., Исаков В.И., Шпакова В.Б. и др. Киев: Наукова думка, 1984. – 272 с.

14. Львівсько-Волинський кам'яновугільний басейн. // Бобровник Д.П., Болдирева Т.О., Шульга П.Л., та ін. Київ: Вид-во АН УРСР, 1962. – 165 с.

15. Шульга П.Л., Зав'ялова О.А., Помяновська Г.М. Стратиграфія карбону Львівсько-Волинської западини. // Стратиграфія УРСР. Т. 5. Карбон. Київ: Наукова думка, 1979. – С. 314-361.
16. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. // Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности Украины. Донецк: Дон УГИ, 1999. – 244 с.
17. Шаварський, Я.Т. (2020). Аспекти аналізу ресурсного потенціалу вуглевидобувних підприємств України. В матеріалах міжнародної науково-практичної конференції «Український гірничий форум-2020» (с. 72-81). 4-5 листопада 2020 року, Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка».
18. Видобуток вугілля в Україні за грудень 2018 року. http://mpe.kmu.gov.ua/minugol/control/uk/publish/article?art_id=245334620&cat_id=245183238
19. Почтарук, І.С. (2014). Тенденції розвитку вугільної промисловості Західного регіону України. Збірник наукових праць Національного університету кораблебудування, 2(452), 43-48.
20. Почтарук, І.С. (2016). Організаційно-економічне забезпечення конкурентоспроможності вугільної промисловості регіону: дис. ... канд. екон. наук: 08.00.05, Львів, 199 с.
21. Інформація про результати внутрішніх аудитів діяльності підприємств торфо- та вугледобувної промисловостей, завершених протягом 2018 року. <http://mpe.kmu.gov.ua/minugol/contro>
22. Акімов, А (2016). Львівсько-Волинський вугільний басейн: не все так гнітюче. «Зеркало недели. Украина». ZN, UA. №1082.
23. Dychkovskiy, R., Shavarskiy, J., Cabana, E. C., & Smoliński, A. (2019). Characteristic of Possible Obtained Products during the well Underground Coal Gasification. Solid State Phenomena, 291, 52–62. doi:10.4028/www.scientific.net/ssp.291.52
24. Dychkovskiy, R., Falshtynskiy, V., Shavarskiy, Ya., Kosobokov, O., Cabana, E., & Smoliński, A. (2018) Possibilities of Mining Wastes Utilization by

Thermal Destruction within the Underground Gas Generator. Materials of the International Scientific and Practical Conference «Physical and Chemical Geotechnologies – 2018», 14-15.

25. Жук, П.В., Почтарук, І.С. (2015). Реструктуризація вугільної промисловості Західного регіону України у контексті світового досвіду. Регіональна економіка, (1), 167-175.

26. Річні звіти діяльності ДП «Львіввугілля» у 2018 р.

27. Річні звіти діяльності ДП «Волиньвугілля» у 2018 р.

28. Плакиткина, Л.С. (2011). Анализ и перспективы развития угольной промышленности в основных странах мира, включая Россию и страны СНГ. Глюкауф, (3), 51-59.

29. Бузило, В.И., Сулаев, В.И., Кошка, А.Г., Сердюк, В.П., Сулаев, В.И., Яворский, А.В., Яворская, Е.А. (2012). Технология отработки тонких пластов с закладкой выработанного пространства: монография. Д.: НГУ, 138 с.

30. Кундель, Х. (1982). Механизация очистных работ в каменноугольной промышленности ФРГ в 1981. Глюкауф, (18), 21-32.

31. Дубровский, Е.М. (1982). Развитие каменноугольной промышленности ФРГ в 1970-1980 гг. Новости зарубежной угольной промышленности, (13), 4-18.

32. Попов, В.Н., Рожков, А.А. (2000). Социально-экономические аспекты реструктуризации угольной промышленности Польши. Уголь, (4), 44-48.

33. International Energy Outlook 2016 with Projections to 2040 May 2016. U.S. Energy Information Administration Office of Energy Analysis U.S. Department of Energy Washington, DC 20585, 290 p. [http://www.eia.gov/forecasts/ieo/pdf/0484\(2016\).pdf](http://www.eia.gov/forecasts/ieo/pdf/0484(2016).pdf)

34. Coal Information 2016: Statistics. International Energy Agency. 2016, 543 p.

35. Андерсон, Ф.С. (1980). Техника выемки в каменноугольной промышленности Великобритании. Глюкауф, (10), 3-7.

36. Чедвик, Дж. (2002). Мировая угольная промышленность. Перевод статьи - Гребенщиков В.П. Журнал уголь, (12).

37. Венжега, Р.В. (2016). Угольная промышленность Китая и стран СНГ: проблемы функционирования в контексте современных вызовов. *Економіка промисловості*, 2(74), 91-123.
38. Ковалевская, И.А., Барабаш, М.В., Снигур, В.Г., Малова, О.К. (2018). Влияние песчаника на формирование аномалий горного давления в почве пласта, отрабатываемого в свите первым. *Уголь Украины*. – 2018. – № 3. – С. 12-16.
39. Інформація про результати внутрішніх аудитів діяльності підприємств торфо- та вугледобувної промисловостей, завершених протягом 2018 року / 05.02.2019. <http://mpe.kmu.gov.ua/minugol/control>
40. Дичковський, Р.О. (2010). Високо механізоване виймання тонких вугільних пластів в зонах структурних змін гірського масиву Львівсько-Волинського басейну: монографія. Д.: НГУ, 110 с.
41. Борисов, А. А. (1989). Основы геомеханики горных массивов. Л.: ЛГИ, 294 с.
42. Турчанинов, И.А., Иофис, М.А., Каспарьян, Э.В. (1989). Основы механики горных пород. Л.: Недра, 488 с.
43. Дичковський, Р.О. (1998). Процес утворення порожнин в масиві гірських порід і можливість промислового використання газу метану. Сб. науч. тр. НГА Украины по матер. межд. научно-практич. конф. «21 столетие - проблемы и перспективы освоения месторождений полезных ископаемых», 3(3), 56-59.
44. Nehrii, S., Sakhno, S., Sakhno, I., & Nehrii, T. (2018). Analyzing kinetics of deformation of boundary rocks of mine workings. *Mining of Mineral Deposits*, 12(4), 115-123.
45. Kovalevska, I., Barabash, M., & Snihur, V. (2018). Development of a research methodology and analysis of the stress state of a parting under the joint and downward mining of coal seams. *Mining of Mineral Deposits*, 12(1), 76–84. doi:10.15407/mining12.01.076
46. Лавриненко, В.Ф. (1986). Преобразование энергии и формирование полей напряжений в массиве вокруг выработок. *Известия вузов Горный журнал*, (7), 29-32.

47. Слесарев, В.Д. (1970). Разработка свиты пластов. М.: Недра, 218 с.
48. Савостьянов, О.В. (2016). Методи прогнозу геомеханічних процесів для вибору технологічних параметрів відпрацювання пологих пластів. Д.: ДВНЗ «НГУ». 246 с
49. Руководство по выбору горнотехнических способов нормализации климатических условий на выемочных участках глубоких шахт. Макеевка: Донбасс, МакНИИ, 1996, 82 с.
50. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Часть 2. М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1991, 413 с.
51. Орлов, А.А. (1976). Взаимодействие механизированных крепей с кровлей. М.: Недра, 375 с.
52. Кузьменко, О.М., Савостьянов, О.В., Рябічев, В.Д. (2008). Вплив технологічних параметрів на структурні зміни гірського масиву підземній розробці. Вісник ДонНТУ, (2), 98-103.
53. Худин, Ю.Л., Глазков, Д.Д., Мамонов, С.В. (1985). Комплексная механизированная выемка нарушенных угольных пластов. М.: Недра, 197 с.
54. Khalymendyk, Yu., & Baryshnikov, A. (2016). Substantiation of cable bolts parameters for supporting mine workings in conditions of laminated rocks. *Mining of Mineral Deposits*, 10(1), 9-15. doi:10.15407/mining10.01.009
55. Khalymendyk, I., & Baryshnikov, A. (2018). The mechanism of roadway deformation in conditions of laminated rocks. *Journal of Sustainable Mining*, 17(2), 41-47.
56. Dichkovskiy, R. (2001). Mathematical Modeling of Geometrical Parameters Influence of Intense Fields on Intense-Deformed Condition of Massif. *Proceedings of the International Symposium on Geotechnological Issues of Underground Space Use for Environmentally Protected World. – Dnipropetrovsk /Ukraine /26-29 June 2001*, 167-170.
57. Шашенко, А.Н., Сдвижкова, Е.А., Гапеев, С.Н. (2008). Деформируемость и прочность массивов горных пород: монография. Д.: «НГУ», 224 с.

58. Методика определения обобщенных количественных показателей и характеристик механизированных крепей. М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1985, 333 с.

59. Иорданов, А.В., Симонова, Ю.И., Петренко, А.В., Положий, А.В., Подкопаев, С.В., Довгаль, В.Ю., Король, А.В. (2019). Исследование на моделях устойчивости пород кровли угольного пласта при действии динамических нагрузок. Вістник Національного технічного університету «ХПІ» Серія: «Нові рішення в сучасних технологіях», 5(1330), 17-26.

РОЗДІЛ 2

ВИБІР МЕТОДІВ ТА РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ДОСЛІДЖЕННЯ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ПРОЦЕСІВ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ

2.1 Методи дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву

Заходи щодо ефективності роботи вугледобувних підприємств при інтенсифікації процесів видобутку вугілля спрямовано на застосування нових підходів з визначення раціональних параметрів кріплення підготовчих виробок та оптимальних технологічних і технічних параметрів ведення очисних робіт. З цією метою здобувач досліджує зміну напружено-деформованого стану гірського масиву навколо гірничих виробок та встановлює зони можливого зрушення гірського масиву.

Технологія видобутку вугілля передбачає розвиток підготовчих і очисних робіт у просторі та часі. При цьому зміни геодинамічних полів напружень в анізотропному середовищі призводять до внесення коригувань у технологічні параметри видобутку вугілля з забезпеченням адаптації гірського тиску до керованості технологічних процесів. Своєчасний прогноз і зміна технологічних параметрів та технічного оснащення видобувної дільниці забезпечує максимальну ефективність роботи механізованого комплексу. Динамічне формування та нашарування полів напружень у напрямку посування очисного вибою суттєво змінює геомеханічну ситуацію не тільки навколо очисного вибою, а й навколо підготовчих виробок. На напрямок результуючого вектора напруженості з різними значеннями, залежно від його орієнтації у породо-вугільному масиві, впливає різноманітність літологічної будови гірського масиву. Вплив на стійкість підготовчих та очисних виробок при веденні гірничих робіт може співвідноситися по різному до найбільших значень вектора напруженості. За таких умов своєчасний прогноз та коригування технологічних параметрів відповідно до змін геомеханічної ситуації забезпечить ефективну роботу видобувної дільниці. Даний прогноз та видачу рекомендацій щодо коригування

технологічних параметрів роботи очисної дільниці можливо отримати шляхом дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву [1].

Кінцевим результатом розв'язання великої кількості інженерних задач гірничого профілю є отримання загальної картини розподілу полів напружень, переміщень та деформацій в досліджуваній області, встановлення гранично допустимих запасів міцності як гірського масиву, так і кріпильних елементів.

Характер зміни НДС гірського масиву можна обґрунтувати відомими аналітичними та числовими методами досліджень і фізичним моделюванням. Аналітичне моделювання передбачає масштабну заміну абсолютних розмірів реального об'єкта, що ґрунтується на фізичних і аналогових принципах. Перший тип передбачає відтворення тих же фізичних полів, що діють в умовах природи. У другому типі проводиться заміна фізичних полів іншими. Ці моделі вивчають тільки закономірності явищ і процесів, що протікають в натурних об'єктах. Важливою властивістю математичного моделювання є дотримання низки обмежуючих факторів [1], [2].

Числові методи досліджень побудовано на принципах математичного моделювання, в основу якого закладено «метод скінченних різниць» (МСР), «метод скінченних елементів» (МКЕ) або «метод граничних елементів» (МГЕ). Реалізація числових методів відтворена пакетами прикладних комп'ютерних програм таких як: «Ansys», «Plaxis», «FLAC», «FLAC Slope» «Phase-2» «Ліра-Windows», «Solid Works», що набули масового поширення у гірничій справі .

Основною перевагою застосування числових методів досліджень є простота та швидкість отримання результатів. Вони дають можливість акцентовано оцінювати напружено-деформований стан гірського масиву способом згущення сітки елементів в окремих зонах та спрогнозувати опускання міжпластових порід. Для цих зон задаються граничні умови, механічні властивості літологічної будови породовугільної товщі в досліджуваній точці чи області. До основних недоліків програмного забезпечення можна віднести скритність алгоритму і неможливість зміни закладених математичних моделей, за допомогою яких відбувається процес моделювання імітаційної моделі [3] – [6].

При цьому математичні моделі, що формують об'єкт досліджень «модель-натура», з достатньою точністю описують реалії проведення натурних експериментів з частковою розбіжністю [7]. Останнім етапом в процесі імітаційного дослідження є реалізація отриманих рішень і документування імітаційної моделі та її використання. Жоден з імітаційних проєктів не повинен вважатися закінченим доти, поки результати не будуть використані в процесі прийняття рішень. Успіх реалізації багато в чому залежить від того, наскільки правильно розробник моделі виконав всі попередні етапи процесів імітаційного дослідження [8].

Для дослідження напружено-деформованого стану породної товщі гірського масиву, аналітичні способи якого базуються на гіпотезах або статистичних даних, використовується низка гіпотез, що пов'язують опускання денної поверхні з межами ведення очисного робіт через кути зони обвалення шарів породної товщі [9], [10]. Показники кутів і зсуву денної поверхні базуються на натурних шахтних дослідженнях. Основою цього методу є аналітичне обґрунтування деформації опускань денної поверхні. Формування і динаміка змін геомеханічних процесів в породовугільному масиві не розглядаються [11], [12].

Математична модель напружено-деформованого стану масиву гірських порід, що ґрунтується на теорії пластичності, пружності та граничної рівноваги, представляє гірський масив у вигляді суцільного середовища, де зсув порід відбувається без порушення цілісності масиву. Очисні виробки уявляються у вигляді породовугільних щілин [13], [14]. Граничними умовами, у певних випадках, є шахтні дослідження зміщень і зсуву породного масиву, а також граничні кути зсуву. Неоднорідність будови і властивостей порід шаруватого гірського масиву, ємкий і складний математичний апарат теорії пластичності та пружності обумовлюють наближений опис поведінки породного масиву при веденні гірничих робіт [15] – [18]. Дослідне моделювання суцільної породної товщі шаруватого гірського масиву не забезпечує вираховування гірничо-

геологічних чинників: потужності і різножосткості породних шарів, міцності порід, розташування і будови гірського масиву, тріщинуватості.

Виходячи з аналізу наявних методів аналітичних досліджень [19], видно, що дана модель враховує особливості зміщень і зсуву осадових порід шаруватого масиву при розробці вугільного пласта у шахтних умовах. Результати аналітичних досліджень напружено-деформованого стану порід в основному приймаються лише для умов, де проводилися натурні дослідження. Описаний метод враховує у розрахунках: особливості розшарування породного масиву на контактах нашарування із утворенням порожнин розшарування, нерівномірності розподілу навантажень у породних шарах, динаміки поведінки породної товщі, навантажень нависаючої маси порід та зсуву породних пластів.

Існують методи аналітичних досліджень параметрів опорного тиску попереду очисного вибою лави, що зводяться до визначення ширини опорної зони і величини напружень у ній, при вийманні вугільного пласта, непов'язуючи розрахунок параметрів опорної зони з масивом підроблених порід [20].

Цей метод аналітичних досліджень базується на теорії пружності і уявленні про породний масив як про суцільне середовище, що сприймає додаткове навантаження маси від підроблених порід, об'єм яких пов'язується з кутами повного зсовування. Визначальне розташування максимуму напружень та визначення й обґрунтування області граничного стану пласта потребують натурних шахтних вимірювань на рівні вугільного пласта, що розробляється.

Математичні моделі аналітичних досліджень, де в основу розрахунку покладено гіпотезу тонких плит і балок, процес зсуву гірських порід розглядається у вигляді послідовного вигину шарів із проковзуванням на контактах напластування у межах вільного прольоту, без зсовування у зону опорного тиску. Розрахунок зводиться до розв'язання окремих задач для визначення порушення цілісності порід на контурі виробки, кроку посадки покрівлі, необхідної несучої здатності кріплення, з урахуванням впливу потужності пласта, способу управління покрівлею, розповсюдження нормальних навантажень на породний шар залежно від геологічної будови,

швидкості посування вибою та просторової зміни породних пластів відносно один до одного [21].

При фізичному моделюванні досліджувана область замінюється відповідними матеріалами, що відтворюють її фізико-механічні властивості. Фізичне моделювання може характеризуватися геометричною, кінематичною, динамічною та фізичною подібністю [22]. В її основу покладено можливість відтворення в моделі процесів, властивих оригіналу. Геометрична подібність передбачає масштабну зміну всіх розмірів простору, зайнятого системою досліджуваної моделі, та окремих її елементів відповідно до розмірів оригіналу. Кінематична подібність, тобто подібність між швидкостями точок в натурі та моделі, виражається відповідністю напрямків і пропорційністю їх руху. Динамічна подібність передбачає виконання умови, згідно якої, у будь-якій точці моделі діють сили аналогічні за своєю природою та напрямком силам у відповідній точці. Фізична подібність передбачає відтворення фізичних властивостей моделі щодо натурних умов.

Зі стрімким розвитком науки й техніки масового поширення набули методи імітаційного моделювання [23], [24]. У гірничій справі це дозволяє комплексно вирішувати широке коло геологічних, маркшейдерських і технологічних завдань, що зустрічаються в практиці роботи гірничодобувних підприємств, наукових і проектних організацій. Система імітаційного моделювання повинна містити великий набір інструментів, що дозволяють працювати з тривимірними моделями об'єктів гірничовидобувної технології. Серед них: геологічні проби, рудні тіла і пласти, маркшейдерські точки, гірничі виробки, виїмкові ділянки, конструктивні елементи і вузли системи розробки, природні та технологічні поверхні (включаючи кар'єри і відвали), склади і відвали видобутої гірничої маси. При імітаційному моделюванні логічна структура реальної системи відображається в моделі, а також імітується динаміка взаємодій підсистем у системі, що моделюється. Варто зазначити, що при оцінці напружено-деформованого стану шаруватого середовища методи імітаційного моделювання володіють широкими можливостями щодо врахування структурної

та фізичної неоднорідності досліджуваних об'єктів [24].

Більшість методів розрахунку НДС дає можливість розв'язувати, окремі прикладні задачі, наприклад конвергенції бічних порід, навантаження на механізоване кріплення, кроку посадки покрівлі тощо.

2.2 Методика проведення обчислювального експерименту

Для вирішення поставленого у роботі другого завдання автором була проведена низка обчислювальних експериментів, що містить: збір та аналіз гірничо-геологічної та гірничо-технічної ситуації, введення вихідних параметрів у досліджувану область, аналіз отриманих результатів та видача практичних рекомендацій.

Автором дисертації на основі аналізу програмних комплексів, що є базою числових методів досліджень, для відтворення складних систем гірничого виробництва вибрано програмний продукт SolidWorks. Змодельований гірський масив задавався шарами анізотропних порід, що характеризувалися різними фізико-механічними властивостями та геометричними параметрами. Відомо, що неоднорідність порід покрівлі та підшви навколо вугільних пластів порушують симетрію розповсюдження напружень навколо гірничих виробок. Тому для адекватності відтворення повної картини напружень у покрівлі та підшві пласта геомеханічної моделі гірського масиву формування анізотропії масиву, шаруватості товщі та тертя між її шарами є обов'язковим.

При проведенні досліджень отримано значний масив чисельних значень, що складає вихідні дані для моделювання, дозволяє виокремити окремі локальні дані для досліджень, їх систематизувати та відобразити у графічній формі. Тому є доцільним виділити основні завдання обчислювального експерименту та їх згрупувати в етапи.

I етап. Виділення раніше невіршених частин загальної проблеми. Аналізуються результати аналітичних, лабораторних та шахтних досліджень. Проводиться їх порівняльна характеристика та визначаються основні чинники, що впливають на виконання додаткових досліджень.

II етап. Аналіз та збір даних для побудови геомеханічної моделі «масив-кріплення». Аналіз гірничо-геологічної та гірничотехнічної характеристики ділянки досліджень, збір інформації про фізико-механічні властивості досліджуваної області, матеріалів тощо.

III етап. Побудова та обґрунтування параметрів геомеханічної моделі «масив-кріплення». На даному етапі проводиться комп'ютерне моделювання вибраної ділянки та елементів кріпильної системи, задання геометричної форми та розмірів. Кріпильна система задається виходячи з паспортів кріплення виробок. Задаються граничні умови досліджуваної області.

IV етап. Результати дослідження, видача практичних рекомендацій. На даному етапі проводиться розрахунковий експеримент з формуванням бази даних про модель та результати досліджень. При виникненні помилок вносяться відповідні правки в моделюючу область і повторно проводиться експеримент. На основі результатів досліджень обґрунтовуються практичні рекомендації.

2.3 Обґрунтування параметрів побудови моделей обчислювальних експериментів

Відповідно до згрупування основних завдань обчислювального експерименту в етапи на першому етапі було виділено раніше не вирішені частини загальної проблеми при закріпленні магістральних та підготовчих виробок в умовах Львівсько-Волинського басейну.

За офіційними даними Державного підприємства «Львіввугілля» тільки у 2014 - 2019 рр. при встановлених темпах погашення гірничих виробок та повторного використання аркового кріплення металоємність погашених гірничих виробок склала 92,5 %, при нормативних 86 %. Окремий аналіз за деякими підрозділами ДП «Львіввугілля» показав такі дані:

- шахта «Червоноградська» – погашено 348 м гірничих виробок, вилучено 410 комплектів аркового кріплення. Коефіцієнт повторного використання 1,0;
- шахта «Відродження» – погашено 165 м гірничих виробок, вилучено 206 комплектів аркового кріплення. Коефіцієнт повторного використання 0,94;

- шахта «Зарічна» – погашено 900 м гірничих виробок, вилучено і передано 916 комплектів аркового кріплення: шахті «Великомостівська» – 177 комплектів, шахті «Межирічанська» – 74 комплекти, шахті «Відродження» – 54 комплекти; шахті «Лісова» – 282 комплекти; шахті «Степова» – 329 комплектів.

Незважаючи на такі показники із забезпечення шахт комплектами кріплення, згідно «Програми погашення гірничих виробок та повторного використання металевого кріплення на шахтах ДП «Львіввугілля» є потреба в додаткових комплектах аркового кріплення.

Вирішити проблему відсутності додаткових комплектів кріплення можна шляхом оптимізації параметрів устанавлення кріплення у магістральних та підготовчих виробках (зміна кроку устанавки кріплення), на що і спрямоване друге поставлене завдання дисертаційних досліджень.

Вихідні дані для досліджень (II етап) задавались на основі аналізу планів гірничих виробок Червоноградської групи шахт Львівсько-Волинського басейну по Сокальському пласту (n_7^H). Пласт залягає приблизно в середній частині розрізу серпуховського ярусу на 180 – 200 м вище вапняку N_1 . глибина залягання його збільшується в південно-західному напрямку від 320 м до 900 м.

Промислового значення пласт набуває в південній частині Червоноградського району, де він є основним робочим шаром Червоноградських шахт. Пласт n_7^H характеризується стійкою потужністю 1,3 – 1,6 м. Межі його поширення зумовлені наявністю внутрішньо формаційних розмивів. У східній частині полів шахт пласт розмитий. На збережених від розмиву частинах він має високу потужність, яка помітно зменшується в місцях, які прилягають до площі його розмиву. На полях усіх шахт Червоноградського гірничо-промислового району пласт представлений переважно гумусовим вугіллям. Нерідкі випадки, коли в його будові є прошарки сапропелітового вугілля потужністю від 0,2 м до 0,3 м, що залягають у нижній частині шару. Іноді шар сапропелітового вугілля збільшується до 0,5 – 0,6 м або залягає усередині гумусового вугілля, ближче до його підосви.

При аналізі гірничо-геологічних умов залягання вугільного пласта (n_7^H), для побудови обчислювальних моделей, було вибрано чотири моделі, що характеризуються змінною потужністю товщі порід покрівлі та підосви, відповідно від 5,2 м до 13,7 м та від 7,6 м до 10,9 м. Потужність вугільного пласта 1,4 м. Така літологічна систематизація пов'язана за найбільш поширеними формаціями порід покрівлі та підосви у межах досліджуваної області. Модель породо-вугільної товщі наведена на рис.2.1

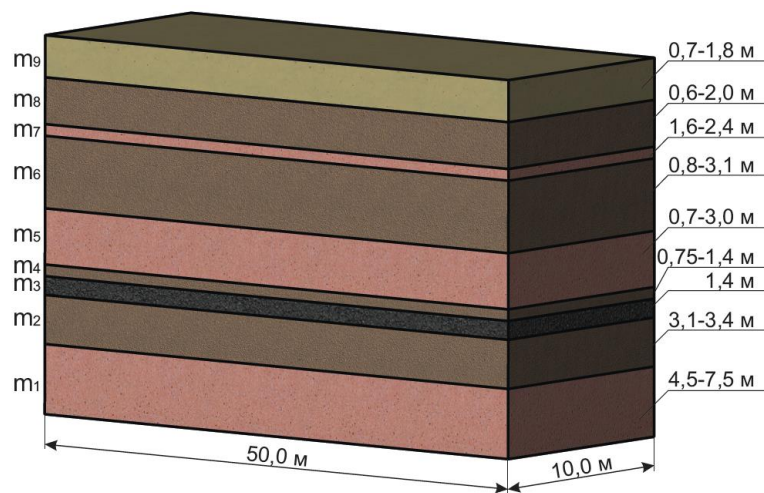


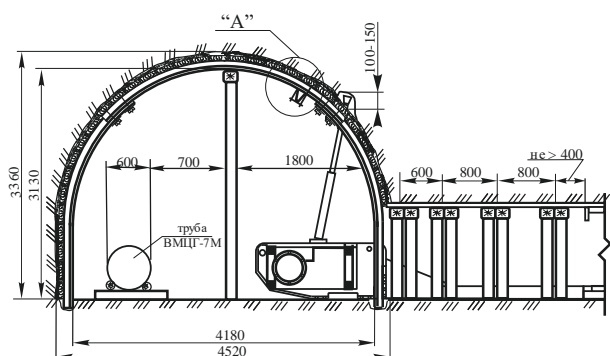
Рисунок 2.1 – Модель породо-вугільної товщі обчислювального експерименту: m_1, m_2 – породи підосви; m_3 – вугільний пласт; $m_4 - m_9$ – породи покрівлі

Породи покрівлі представлені алевролітом, аргілітом та пісковиком міцністю на одновісний стиск (R_c) від 22,9 МПа (аргіліт) до 64,7 МПа (пісковик). Підосва – пісковиком ($R_c = 87,6$ МПа) алевролітом ($R_c = 48,9$ МПа).

Фізико-механічні властивості породовугільного масиву моделі наведено (див. табл. 3.1).

Побудова моделі рамного кріплення магістральних та підготовчих виробок ґрунтувалась на основі аналізу паспортів кріплення виробок шахти «Степова» (рис. 2.2): 119 конвеєрного штреку пласта n_7^H , пройденого з Головного західного відкотного штреку пласта n_7^H ; 118 бортового штреку пласта n_7^H , пройденого з Головного західного відкотного штреку пласта n_7^H , паралельно 118 конвеєрному штреку (цілик = 4 м); 120 конвеєрного штреку пласта n_7^H , пройденого з Головного західного конвеєрного штреку пласта n_7^H .

118 бортовий штрек
М 1 : 100



119 конвеєрний штрек
М 1 : 100

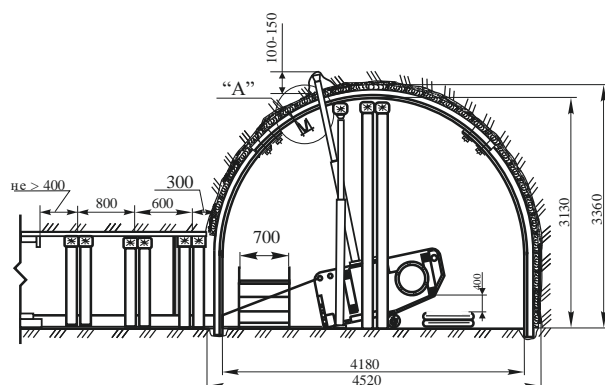


Рисунок 2.2 – Паспорт кріплення гірничих виробок на шахті «Степова»

Кожен штрек пройдений по пласту вугілля з підриванням порід покрівлі та підшви комбайном КСП-32. Площа перерізу 119 конвеєрного штреку та 118 бортового штреку становила 10,3 м², 120 конвеєрного штреку – 10,6 м². Штреки закріплені металевим арковим кріпленням АКП-3/11,2 (КМП-АЗПС) з щільністю встановлення 1,25 рам/м та повною дерев'яною затяжкою покрівлі і боків виробки. Рамне кріплення виготовлене з профіля СВП-22. Кожний елемент кріплення моделювався окремо. Такий підхід є раціональним, що дозволяє повнофакторно оцінити НДС системи «масив-кріплення».

Рамне кріплення представлене лотковим профілем прокату СВП з конструкційної вуглецевої сталі звичайної якості, марки Ст5сп, типорозміром 22 кг/м. Робочий опір кріплення становить 220 кН/раму, гранична несуча здатність 333 кН/раму. Специфікація деталей кріплення на одну раму з профіля СВП-22 наведено у табл. 2.1 [25].

Таблиця 2.1 – Специфікація деталей кріплення на одну раму з профіля для шахтного кріплення

Деталі замка	Довжина, мм	Кількість, шт.	Матеріал	Вага, кг	
				деталі	загальна
Верхняк	3400	1	Ст5сп	74,46	74,46
Стояк	3000	2		65,70	131,40
Кріпильні деталі замка	-	2		8,22	16,44
Діафрагма	-	2		0,83	1,66
Міжрамні стяжки, деталі кріплення	-	2		Лист 361 [13]	

Кожен елемент кріплення моделювався як окрема деталь з відповідними фізико-механічними властивостями. Суцільність системи «масив-кріплення» забезпечувалась шляхом моделювання елементів з пониженими міцнісними характеристиками, що в реальних умовах відповідає дерев'яній затяжці товщиною 30 мм [26]. 3D модель рамного податливого кріплення з конструктивними його елементами наведена на рис. 2.3.

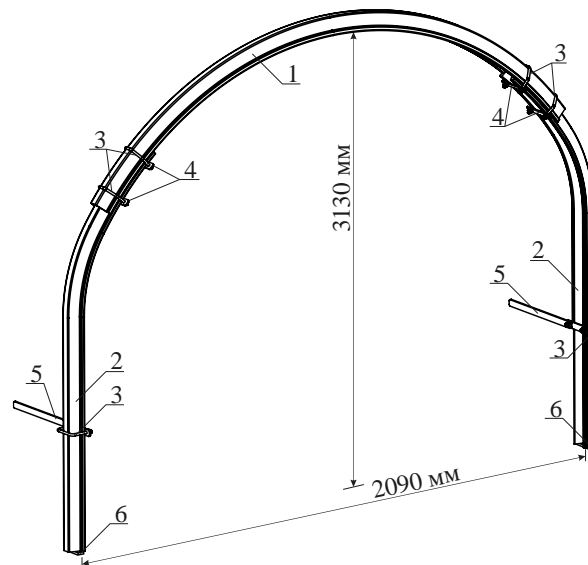


Рисунок 2.3 – 3D модель рамного податливого кріплення:

- 1 – верхняк; 2 – стояк; 3,4 – кріпильні деталі замка, відповідно скоба та планка;
5 – міжрамна стяжка, 6 – діафрагма

Граничні розміри моделі, насамперед, залежать від розмірів зони впливу гірничих виробок на гірський масив. Глибина верхньої площини моделі змінювалась залежно від потужності порід покрівлі вугільного пласта n_7^H . При закладанні гірничої виробки висотою $H = 3130$ мм на глибині 550 м з підриванням порід підосви 700 мм глибина верхньої площини змінювалась від - 534 м до -542 м.

При об'ємному напруженому стані гірського масиву, в якому знаходиться будь-яка точка гірського масиву, є справедливим закон Гука, при якому горизонтальні деформації визначаються виразом [27], [28]:

$$\varepsilon_x = \frac{1}{E} [\sigma_x - \mu(\sigma_y + \sigma_z)]$$

На верхню площину моделі діють навантаження, що відповідають вертикальним:

$$\sigma_y = \sum_0^H \gamma h_i, \text{ МПа,}$$

де γ – середня об'ємна вага породи i -го шару, т/м³;

h_i – потужність i -го шару породи, м;

H – глибина досліджуваної точки від земної поверхні, м),

μ – коефіцієнт Пуассона гірської породи

У нашому випадку при середній об'ємній вазі порід 25 кН/м³ і глибині 534 м навантаженням $\sigma_y = 13,35$ МПа, при 542 м – 13,55 МПа.

У гірському масиві горизонтальні (σ_x, σ_z) та вертикальні (σ_y) навантаження пов'язані між собою співвідношенням ($\sigma_x = \sigma_z = \lambda \sigma_y$, МПа, ($\lambda = \frac{\mu}{1 - \mu}$ – коефіцієнт бокового розпору).

Після введення усіх вихідних даних по гірському масиву, елементах кріплення та вписуванні їх в область моделювання проводиться розрахунковий експеримент з формуванням бази даних та результатів досліджень.

Автор роботи у розділі 1.3 відмічає, що одним із способів інтенсифікації видобутку вугілля є не тільки застосування техніки нового рівня, а й зміна й удосконалення технологічних рішень. При цьому продуктивність видобутку вугілля зі зменшенням затрат на проходження та підтримку дільничних виробок можлива шляхом обґрунтування параметрів системи розробки вугілля спареними лавами.

Для вирішення третього у роботі поставленого науково-практичного завдання здобувачем була побудова 3D модель обчислювального експерименту при роботі двох спарених лав. (рис.2.4.) Побудова 3D моделі проходить поетапно за методикою наведеною у п.2.2. Додатково до параметрів моделі вводяться дані по очисних вибоях та елементах їх кріплення. За основу були прийняті вихідні дані щодо реальних умов при роботі спарених лав №118 та 119 по пласту п₇^н ВП «Шахта «Степова» ДП «Львіввугілля».

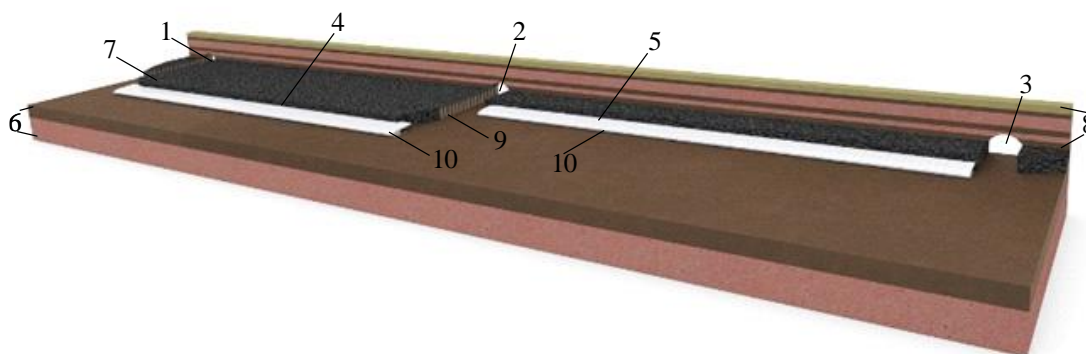


Рисунок 2.4 – 3D модель обчислювального експерименту при видобутку вугілля спареними лавами при стовповій системі розробки вугільного пласта:

- 1 – 118 бортовий штрек; 2 – 119 конвеєрний штрек; 3 – 120 бортовий штрек;
 4 – лава №118; 5 – лава №119; 6 – породи підосви; 7 – вугільний пласт;
 8 – породи покрівлі; 9 – рамне кріплення АП-3;
 10 – секції механізованого кріплення ДМ

Вибір схеми підготовки і відпрацювання виїмкової ділянки виконувався на основі рекомендацій за технологічною схемою №5 (КД 12.01.201-98 «Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины», Додаток А). Основні технічні та технологічні показники лав №118 і №119 наведено у табл.2.2, тип та типорозмір комплексу – у табл. 2.3

Таблиця 2.2 – Основні технічні та технологічні показники лав №118 та №119

Показник	Значення показника
Спосіб підготовки шахтного поля	панельний
Підготовка пласта	пластова
Система розробки	довгими стовпами за простяганням
Порядок відробки виїмкових ділянок	зворотній, послідовний
Спосіб управління покрівлею	повне обвалення
Довжина лави, м	200/185
Залишкова довжина виїмкової ділянки, м	108
Спосіб проведення підготовчих виробок	комбайновий (модуль Пр-1, Пр-2)
Форма і площа перерізу підготовчих виробок:	
- відкотної (конвеєрний штрек)	арочна; 10,3 м ²
- вентиляційної (бортовий штрек)	арочна; 10,3 м ²
Тип кріплення підготовчих виробок:	
- відкотної (конвеєрний штрек)	КМП-АЗПС
- вентиляційної (бортовий штрек)	КМП-АЗПС
Охорона підготовчих виробок:	
- відкотної (конвеєрний штрек)	органка, дерев'яні кліті, ремонтини
- вентиляційної (бортовий штрек)	органка, дерев'яні кліті, ремонтини

Таблиця 2.3 – Тип та типорозміру механізованого комплексу лав №118 та №119

Найменування параметра	Умови застосування комплексу	Фактичні умови
Лава №118		
Секції мехкріплення ДМ Система розробки Потужність пласта, м Кут нахилу пласта, град Характеристика покрівлі: - безпосередньої - основної	Стовпова 0,8 – 1,5 <35 Середньої стійкості Крім важкокерованої	Стовпова 1,24 0 – 3 Б2-Б3 А2
Очисний комбайн РКУ-10 застосовується на пластах потужністю, м Кут нахилу пласта, град Виконавчий орган: Два шнеки діаметром, мм Спосіб зарубки комбайна	1,0 – 1,93 до 35 1120-1250 Самозарубка	1,24 0-3 1250 Самозарубка
Скребокний конвеєр СП-26У: Кут нахилу за простяганням, град. Продуктивність конвеєра, т/хв.	до 35 8	0 – 3 8
Лава №119		
Секції мехкріплення ДМ Система розробки Потужність пласта, м Кут нахилу пласта, град Характеристика покрівлі: - безпосередньої - основної	Стовпова 0,8 – 1,5 <35 Середньої стійкості Крім важкокерованої	Стовпова 1,1 0 – 3 Б2-Б3 А2
Очисний комбайн УКД200-250 застосовується на пластах потужністю, м Кут нахилу пласта, град Виконавчий орган: Два шнеки діаметром, мм Спосіб зарубки комбайна	0,85 – 1,3 до 35 800 – 1250 Самозарубка	1,1 0-3 800 Самозарубка
Скребокний конвеєр СП-26У: Кут нахилу по простяганням, град Продуктивність конвеєра, т/хв	до 35 8	0 – 3 8

Граничні розміри моделі задавались виходячи із перерізів дільничних виробок (119 конвеєрного штреку, 118 бортового штреку, 120 конвеєрного штреку), довжини лав (№118 та №119) та їх величини впливу на гірський масив. Довжина лави №118 становила 200 м, а №119 – 185 м.

Секції механізованого кріплення ДМ моделювались за спрощеною схемою, задаючи габаритні розміри перекриття, що містить базову частину і привибійні консолі (3490 мм × 1140 мм) та підшви секції (2035 мм × 1140 мм). Опорні елементи (стояки) представлені двома циліндричними фігурами. Питомий опір на м² підтримуваної площі становив 385 – 505 кН/м², опір секції – 2200 – 2800 кН.

Для аналізу НДС гірського масиву було виділено поперечні перерізи виймальних стовпів змодельованих лав №118 та №119, відстань яких змінювалась від 0 м до 60 м з кроком у 20 м. Вибір таких величин випередження обґрунтовується виходячи з одночасного процесу видобутку вугілля на двох лавах (0 м) та з простоями у роботі однієї з лав (0 – 60 м).

2.4. Методика встановлення навантаження на кріплення гірничих виробок

У роботах [29], [30] достатньо повно описано методику, котра дає можливість використовуючи промислові виміри, встановлювати навантаження на кріплення очисних та підготовчих виробок виходячи із напруженості гірського масиву. У рамках нашої наукової школи [31] було перевірено наведені принципи та математичні підходи при становленні загальних навантажень на секції механізованих комплексів у зоні геодинамічних полів напружень, викликаних дією різнотипних розривів суцільності масиву. У цій роботі було досить ґрунтовно доведено, що в зоні впливу скидового дрібноамплітудного геологічного порушення існує зона перерозподілу напружень та відповідно навантажень на елементи кріплення, причому у чітко встановленій залежності: підвищені навантаження з висячого боку порушення та, відповідно, пониженої – з лежачого боку диз'юнктивну [32], [33]. За допомогою шахтних експериментальних вимірів було встановлено залежності зміни геометричних параметрів просторового поширення порушення, просторові та часові зміни фізичних величин, що характеризують стан гірського масиву. На цій основі було запропоновано техніко-технологічне удосконалення виконання гірничих робіт для ефективного вилучення вугілля із досліджуваних областей.

Фізична сутність запропонованої методики полягає у тому, що напруження у масиві являють собою потенційну енергією, котра досить змінюється на кінетичну роботу із переміщення порід у бік відслонення масиву. Фактично, у такому випадку

дослідники не орієнтуються на встановлення загальних чи еквівалентних напружень, їм більш цікавим є виникнення напружень перпендикулярно площині відслонення масиву. При видобуванні вугілля механізованим комплексом такі напруження виникатимуть скоріш за усе перпендикулярно нашаруванню вуглевмісної товщі. При розробці горизонтальних пластів, які в основному розглядаються у даній дисертаційній роботі, нам необхідно буде встановити вертикальні напруження, котрі діють практично перпендикулярно денній поверхні. Відповідно, виходячи із наведених математичних принципів (підрозділ 2.3), що встановлюють напруженість гірського масиву, необхідно виокремити вертикальні напруження σ_n , які практично є силою протидії руйнуванню масиву у цьому напрямку. Навантаження на кріплення очистного вибою та на окремі елементи кріплення підготовчих виробок буде проявом релаксації головних вертикальних напружень у часі та може буде визначене за вже встановленою залежністю [30]:

$$P = \frac{\partial \sigma_n}{\partial t}$$

Аналітичні викладки передбачають певну ідеалізацію умов. Проведена у подальшому практична перевірка отриманих результатів за допомогою шахтних експериментальних досліджень показала достатньо високу відповідність. Математичний опис та схематичне представлення розподілу встановлених напружень, а також прикладених навантажень буде наведено у наступних розділах цієї дисертації.

Незважаючи на високу достовірність, аналітичні результати дають можливість отримати лише попередні дані щодо згаданих вище величин. Причому, ці дані відповідають конкретним проміжкам часу та простору. Відповідно до них ми можемо запланувати розвиток гірничодобувних робіт та встановити необхідні силові параметри секцій механізованих комплексів і елементів підготовчого кріплення з метою ефективного управління гірським тиском при концентрації очисних робіт одночасною роботою декількох очисних вибоїв, що працюють на одну транспортну та вентиляційну мережу.

Проведення серії обчислювальних експериментів за наведеними методиками (п.п.2.3 – 2.4) дозволяє отримати дані про розподіл напружень у масиві гірських порід

навколо підготовчих та очисних виробок для обґрунтування параметрів інтенсифікації процесів видобутку вугілля не тільки в гірничо-геологічних умовах шахт ДП «Львіввугілля», а й у аналогічних.

2.5 Висновки за розділом

1. Проведені дослідження розроблених методик з оцінки НДС гірського масиву дозволили сформувані основні принципи обґрунтування геомеханічних моделей обчислювальних експериментів.

2. З урахуванням аналізу паспортів кріплення магістральних та підготовчих виробок розроблено чисельну модель системи «масив-кріплення» для гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов Червоноградської групи шахт ДП «Львіввугілля».

3. Обґрунтовано геомеханічні моделі, які адекватно відображають гірничо-геологічні умови відпрацювання пласта n_7^H двома спареними лавами в межах виїмкового поля шахти «Степова», реальну структуру та фізико-механічні властивості порід вуглевмісної товщі, параметри очисного вибою, механізованого кріплення, параметри кріплення дільничних штреків. Це дозволило прогнозувати отримані результати щодо реальних умов при проведенні серій обчислювальних експериментів.

Основні результати другого розділу опубліковано в наукових працях [7], [24].

Список використаних джерел до розділу 2

1. Либерман, Ю.М., & Хаимова-Малькова, Р.И. (1980). Методика расчета напряжений и деформаций угольного пласта при различных способах управления кровлей. М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 28 с.
2. Дичковський, Р.О. (2013). Наукові засади синтезу технологій видобування вугілля у слабометаморфізованих породах. Д.: НГУ, 262 с.
3. Зенкевич, О. (1975). Метод конечных элементов в технике. М.: Мир, 231 с.
4. Крауч, С. (1984). Методы исследования в теории твердого тела. М.: Мир, 292 с.
5. Митчел, Э., Уэнт, Р. (1981). Метод конечных элементов для уравнений с частными производными. М.: Мир, 133 с.
6. Земисев, В.Н. (1973). Расчеты деформаций горного массива. М.: Недра, 142 с.
7. Дичковський, Р.О., Фальштинський, В.С., Руських, В.В., Шаварський, Я.Т., & Sabana, E. (2018). Щодо можливості застосування імітаційного моделювання при відтворенні гірничих робіт та технологічних процесів шахт. В матеріалах міжнародної науково-практичної конференції «Форум гірників-2018» (с. 52-61). 10-13 жовтня 2018 року. Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка».
8. Савостьянов, О.В. (2016). Методи прогнозу геомеханічних процесів для вибору технологічних параметрів відпрацювання пологих пластів. Д.: НГУ, 246 с.
9. Борисов, А.А. (1980). Расчеты горного давления в лавах пологих пластов. М.: Недра, 360 с.
10. Негрей, С.Г., Сахно, И.Г., Негрей, Т.А., Коломиец, В.А. (2017). Установление зон активных обрушений пород непосредственной кровли на концевых участках лав. Вісті Донецького гірничого інституту, (1), 5-18.
11. Полтавец, В.И. (1993). Основные закономерности геомеханических процессов при разработке пологих пластов. Уголь Украины, (8), 13-16.
12. Sakhno, I.G., Molodetskyi, A.V., Sakhno, S.V. (2018). Identification of material parameters for numerical simulation of the behavior of rocks under true triaxial conditions. Naukovyi Visnyk NHU, (5), 48-53.

13. Попов, В.Н., Иофис, М.А., Орлов, Г.В., & Левкин, Ю.М. (1996). Оценка и прогноз геомеханического состояния подработанного слоистого массива горных пород. Матер. симпозиума «Современное горное дело: образование, наука, промышленность», 57-61.
14. Савостьянов, О.В., Фальштинський, В.С., Дичковський, Р.О. [та ін.]. (2008). Математична модель напружено-деформованого стану породного масиву при газифікації пластів твердого палива. Збірник наукових праць НГУ, (30), 44-56.
15. Абовский, Н.П., Андреев, Н.П., Деруга, А.П., Савченко, В.И. (1986). Численные методы в теории упругости оболочек. Красноярск: Издательство Красноярского университета, 384 с.
16. Безухов, О.В., Лужин, О.В. (1974). Приложение методов теории упругости и пластичности к решению инженерных задач. М.: Высшая школа, 115-128.
17. Крауч, С., Старфилд, А. (1987). Методы граничных элементов в механике твердого тела. М.: Мир, 393 с.
18. Фадеев, А.Б. (1987). Метод конечных элементов в геомеханике. М.: Недра, 375 с.
19. Мещанинов, С.К. (2011). Научные основы обеспечения надежности функционирования очистного забоя, как управляемого геомеханического объекта: монографія. Д.: НГУ, 230 с.
20. Виноградов, В.В. (1989). Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. К.: Наукова думка, 192 с.
21. Дичковський, Р.О., Медяник, В.Ю., & Руських, В.В. (2008). Геотехнологічне імітаційне моделювання системи видобування тонких вугільних пластів технікою нового рівня. Геомеханіка: зб.наук.праць, (77), 62-73.
22. Дичковський, Р.О., Руських, В.В., & Фальштинський, В.С. (2008). Імітаційне моделювання процесів гірничого виробництва при відпрацюванні тонких вугільних пластів. Форум гірників – 2008: матеріали міжнар. конф., 77-83.
23. Бондаренко, В.И., Ковалевская, И.А., Симанович, Г.А., Вивчаренко, А.В. & Малыхин, А.В. (2014). Геомеханика нагружения и расчет параметров крепежной и

охранной систем подготовительных выработок шахт Западного Донбасса: монография, ЛізуновПрес, 228 с.

24. Dychkovskiy, R.O., Lozynskiy, V.H., Saik, P.B., Dubiei, Y.V., Cabana, E.C., & Shavarskiy, Ia.T. (2019). Technological, lithological and economic aspects of data geometrization in coal mining. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (5), 22-28. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-5/4>

25. Унифицированные типовые сечения горных выработок: [Альбом]: Утв. Министерством угольной промышленности СССР и Гос. ком. Совета Министров СССР по делам стр-ва 24/III 1967 г. Министерство угольной промышленности СССР. Гос. проектный ин-т «Южгипрошахт». - Киев: Будівельник, 1971, 26 см. Горные выработки – Сечения – Чертежи. Горные выработки для вагонеток – Сечения – Чертежи (Т. 2).

26. Соцков, В.О. (2015). Обґрунтування параметрів розташування та кріплення виробок, що надпрацьовуються, при веденні очисних робіт на шахтах Західного Донбасу. Дніпро: НГУ.

27. Шашенко, А.Н. Сдвижкова, Е.О., & Гапеев, С.Н. (2008). Деформируемость и крепость массивов горных пород: монография. Д.: НГУ, 224 с.

28. Kovalevska, I., Zhuravkov, M., Chervatiuk, V., Husiev, O., Snihur, V. (2019). Generalization of trends in the influence of geomechanics factors on the choice of operation modes for the fastening system in the preparatory mine workings. *Mining of Mineral Deposits*, 13(3), 1–11. doi:10.33271/mining13.03.001

29. Gritsko, G.I., & Vlasenko, B.V. (1975). Obshchie printsipy otsenki napryazhennogo sostoyaniya massiva eksperimental'no-analiticheskim metodom mekhaniki gornykh porod. *Analiticheskie Metody i Vychislitel'naya Tekhnika v Mekhanike Gornykh Porod*, 109-116.

30. Gritsko, G.I., & Tsytsarkin, V.N. (1995). Opredelenie napryazhennodeformirovannogo sostoyaniya massiva vokrug napryazhennykh plastovykh vyrobotok eksperimental'no-analiticheskim metodom. *Fiziko-Tekhnicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh*, (3), 18-21.

31. Дичковський, Р.О. (2010). Високо механізоване виймання тонких вугільних пластів в зонах структурних змін гірського масиву Львівсько-Волинського басейну: монографія. Д.: НГУ, 110 с.

32. Дычковский, Р.Е. Процесс образования тектонических блоков и модель расчета контактных напряжений. Проблема комплексного освоения недр: Сборник научных трудов НГА Украины, (2), 200-206.

33. Bowen, R. M. (1976). Theory of Mixtures. Continuum Physics, 1-127.

РОЗДІЛ 3

ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ КОНЦЕНТРАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ ПРИ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ

3.1 Ефективність концентрації процесів видобування вугілля

Сьогодні ефективність роботи гірничодобувних підприємств, перш за все, залежить від управлінських рішень та їх узгодженості, від перспективного планування гірничих робіт і від наявного технічного оснащення підприємства. В умовах стрімкого розвитку технологічного прогресу усі гірничодобувні процеси стають все більше автоматизованими. Це дозволяє створювати єдину систему управлінських рішень з дотриманням правил безпеки при веденні гірничих робіт зі збереженням усіх соціальних та екологічних складових процесу вуглевидобування. Важливим завданням, що постає перед нами, - оптимізація параметрів роботи гірничодобувного обладнання на основі вивчення фізичних процесів видобутку й переробки кам'яного вугілля. Основним показником, що характеризує концентрацію ведення гірничих робіт, є взаємозв'язок між підготовчими та очисними виробками. Їх динамічний розвиток, перш за все, залежить від характеру формування полів геомеханічних напружень навколо них. Як зазначено у роботах [1], [2] розповсюдження зон нестабільної геомеханічної ситуації гірського масиву знаходиться в прямій залежності від гірничо-геологічних умов залягання пласта корисної копалини та гірничотехнічних факторів ведення процесу вуглевидобутку. При цьому ефективність роботи високопродуктивного видобувного обладнання залежить від своєчасного прогнозування геомеханічної ситуації як на підготовчій, так і на видобувній ділянці.

Автор роботи [3] зазначає, що найбільш ефективним варіантом збільшення обсягів видобутку вугілля є інтенсифікація гірничих робіт при ефективному інвестуванні у високопродуктивні механізовані комплекси, що призводить до зменшення кількості очисних вибоїв зі збереженням виробничих показників потужності гірничодобувного підприємства. Основним недоліком даного твердження є неможливість забезпечити необхідні виробничі потужності при роботі механізованих комплексів на тонких пластах. Тому автор дисертаційної роботи, як

основи одного зі способів збільшення обсягів видобутку вугілля пропонує залучати до загальношахтного виробничого фонду декілька очисних вибоїв. При цьому розташування очисних вибоїв, як показує практика, для зменшення геомеханічного навантаження у шахтному полі має бути в одній площині.

Як відмічають автори роботи [4], визначити показник рівня концентрації гірничих робіт можна виразити співвідношенням загальної кількості підготовчих вибоїв у шахтному полі до середньодобового видобутку шахти.

Підвищення рівня концентрації гірничих робіт призводить до зменшення однієї з основних статей затрат при підготовці очисного вибою до роботи – витрати, що спрямовані на проведення, закріплення та підтримання підготовчих виробок. Тому забезпечення необхідного перерізу підготовчих виробок головного та дільничного призначення у технологічному ланцюгу шахти є вкрай важливим. На стадії їх проектування необхідно враховувати низку функціональних, економічних та технічних вимог, які максимально враховуватимуть усі прояви гірського тиску та інші навантаження, яким піддаватимуться виробки під час усього терміну експлуатації.

3.2 Стан об'єктів дослідження

Основним складовим сегментом шахти, що забезпечує виробничий видобуток вугілля, є очисний вибій, швидкість посування якого є одним із визначальних факторів, що впливає на обсяги видобутку вугілля за певний проміжок часу. Підвищення інтенсивності ведення гірничих робіт значною мірою ускладнює геомеханічні умови і збільшення проявів гірського тиску, що призводить до втрати стійкості підготовчих виробок. Основними причинами такої ситуації є обвалення гірничих порід над виробленим простором і сумарний вплив згинаючих моментів консолей безпосередньої та основної покрівлі вугільного пласта, що зависла. При таких умовах може виникнути такий опорний тиск, що в декілька разів перевищить першопочатковий геостатичний. Негативний вплив гірського тиску на гірський масив полягає в утворенні вивалів з основної покрівлі пласта, збільшення навантаження на кріплення та віджиму вугілля.

Проведення досліджень взаємного впливу спарених лав на гірський масив, перш за все, необхідно для вибору оптимальної відстані між лавами. Це дозволить

забезпечити мінімальне та стабільне навантаження на кріплення проміжного штреку. Величина та характер розповсюдження концентрацій напружень гірського тиску при веденні очисних робіт залежить від відстані між лавами, фізико-механічних характеристик гірського масиву, засобів технічного оснащення підготовчих та очисних вибоїв.

Для дослідження характеру зміни НДС гірського масиву перед проведенням обчислювального експерименту здобувачем було проаналізовано системи розробки вугілля спареними лавами в умовах ДП «Львіввугілля». Це дало можливість дослідити практичну величину відставання між очисними вибоями з урахуванням гірничо-геологічних та гірничотехнічних факторів. Для прикладу було вибрано ділянки шахтного поля шахти «Степова» ДП «Львіввугілля», що розроблялись спареними лавами (рис.3.1 – 3.2) [5].

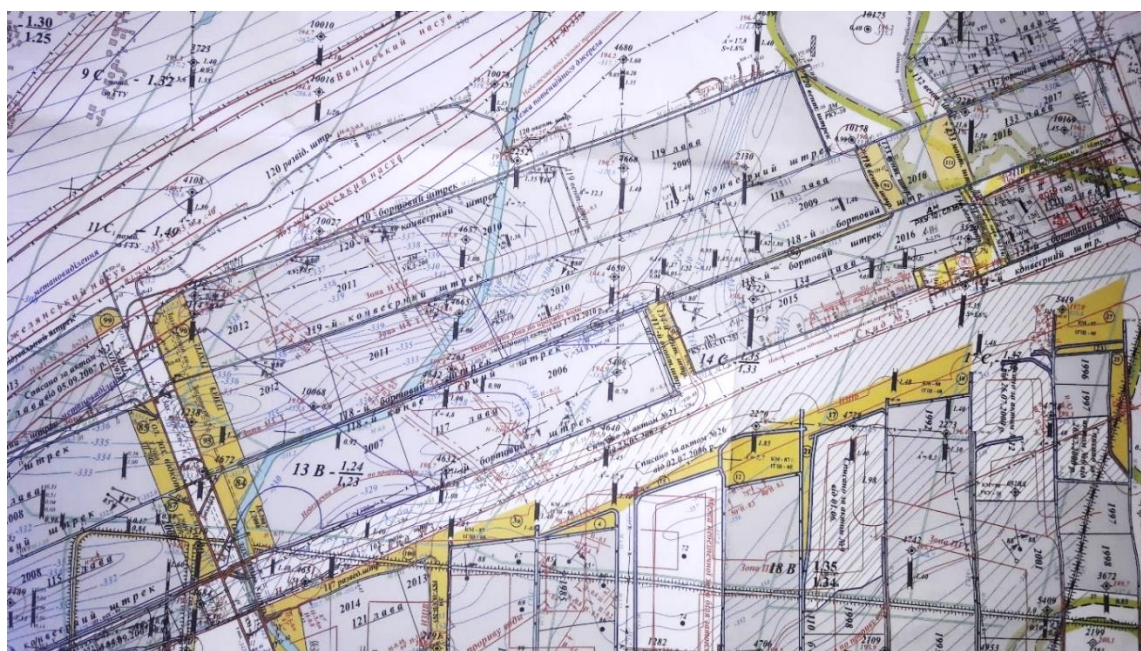


Рисунок 3.1 – Викопіювання з плану гірничих робіт шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» по пласту n_7^H (лави №118 і №119)

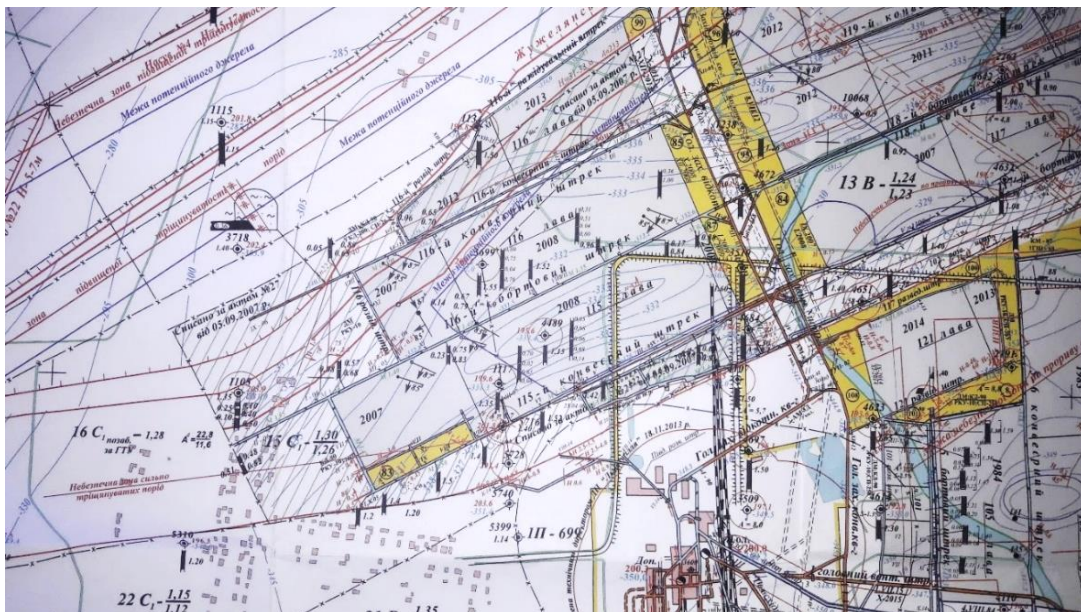


Рисунок 3.2 – Викопіювання з плану гірничих робіт шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» по пласту n_7^H (лави №115 і №116)

З аналізу рис. 3.1 – 3.2, що відображають план гірничих виробок, можна зробити такі висновки:

- лави №119 та №118 працювали з 2009 р. по 21.09.2012 р. та 08.08.2012 р. відповідно. Довжина виймального стовпа лави №119 склала – 1550 м з урахуванням охоронного цілика (85 м). Довжина виймального стовпа лави №118 – 1600 м (охоронний цілик – 85 м). Відповідно випередження лави №119 становило 50 м. У процесі ведення видобувних робіт відстань між вибоями змінювалася. Це пов'язане зі змінною довжиною лави (№118 – 185 м, №119 – 200 м). Так, на початку 2010 року відстань між вибоями становила 375 м, а у 2011 – 135 м, 2012 – 100 м. Зменшення відстані випередження лави №119 пов'язано з переходом механізованим комплексом МДМ з комбайном УКД200-250 лави раніше проведеного №119 вентиляційного штреку. Проведення даного штреку на відстані 975 м від Головного західного конвеєрного штреку обумовлено відпрацюванням даної ділянки одиночними лавами. Переглянувши проектні рішення, було вирішено провести 120 конвеєрний штрек до межі прогнозного контуру неробочої потужності вугільного пласта n_7^H , що дозволить додатково видобути біля 178,0 тис. т запасів вугілля при середній потужності вугільного пласта 1,1 м. Також на випередження лави №119 суттєво вплинув фактор попадання очисного вибою лави №118 у небезпечну зону за проривом води.

- при роботі 116 та 115 лав на початку 2008 року відстань між ними становила 70 м. Довжина лав однакова – 200 м. У процесі експлуатації величини між очисними вибоями змінювалася від 46 м до 120 м, що пов'язано з роботою лави №116 у небезпечній зоні сильно тріщинуватих порід та у межах Жужелянського насуву.

При аналізі гірничо-геологічних та гірничо-технічних умов відпрацювання вугільного пласта n_8^B (рис.3.3 – 3.4) встановлено наступне:

- очисні вибої лав №546 та №547 знаходились в одній площині. Лава №546 довжиною 200 м обладнана механізованим комплексом КМ-88 з комбайном 1ГШ-68, лава №547 довжиною 190 – 200 м – мехкомплексом КМ-88 з комбайном 1К-101. При цьому аналіз гірничотехнічної ситуації ведення очисних робіт показав, що при проходженні 340 м виймального стовпа лави №546 відбулося значне випередження лави №547 до 100 м. При роботі очисних вибоїв в одній площині спостерігалось об'єднання зон опорного тиску як попереду фронту ведення робіт, так і в боках 545 конвеєрного штреку. Це призводило до деформацій даного контуру штреку. Необхідно відмітити, що загальношахтний приплив води у $80 \text{ м}^3/\text{год}$ провокує значне розмокання порід та просідання стояків кріплення;

- при відпрацюванні 533 та 532 лав відбулася також ситуація зі зміною величини фронту відставання очисних робіт.

Проаналізувавши дані з шахтних матеріалів при роботі очисних вибоїв у межах шахтних полів шахт «Лісова», «Зарічна», «Степова» та інших, можна констатувати той факт, що при роботі спарених лав можливе випередження одного вибою над іншим. У той же час при ускладненні гірничо-геологічних умов, зміні довжини лави, фізико-механічних властивостей породувугільного масиву та його потужностей можливе стрічання вибоїв в одній площині. Це призводить до негативного впливу як на елементи механізованого кріплення, так і до значних деформацій дільничних штреків, що вимагає значних затрат на їх ремонт. Основними незмінними параметрами, що впливають на швидкість ведення очисних робіт, є довжина лави та ширина захвату вугільного комбайна. Тому при проектуванні дільничних виробок при впровадженні системи розробки вугілля спареними лавами, найнеобхіднішим є дотримання, при можливості, однакової довжини лав. Це значно полегшує управління процесами ведення очисних робіт.

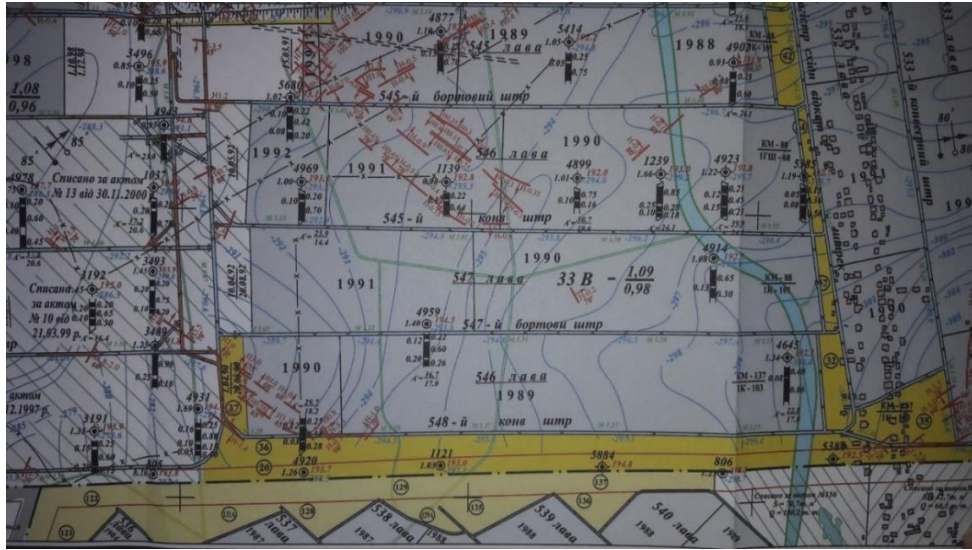


Рисунок 3.2 – Викопіювання з плану гірничих робіт шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» по пласту n_8^B (лави №546 і №547)



Рисунок 3.4 – Викопіювання з плану гірничих робіт шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» по пласту n_8^B (лави №532 і №533)

3.3 Формування моделі симуляційного відтворення досліджуваних об'єктів

На основі аналізу календарних планів гірничих робіт при відпрацюванні запасів вугілля спареними лавами в умовах ДП «Львіввугілля» здобувачем була побудована 3D-модель гірського масиву зі змінними величинами відстання між

очисними вибоями від 0 м до 60 м. Крок відставання, що задавався в модель становив 20 м. Для простоти практичного впровадження отриманих науково-практичних результатів довжини лав, що закладались в модель, також були різними і відповідали умовам відпрацювання лав №118 та №119 шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» (185 м, 200 м). Побудована просторова модель вуглепородного гірського масиву містила в собі лави №118 та №119, 119 конвеєрний штрек пласта n_7^H , пройденого з Головного західного відкотного штреку пласта n_7^H ; 118 бортовий штрек пласта n_7^H , пройденого з Головного західного відкотного штреку пласта n_7^H , паралельно 118 конвеєрному штреку (цілик = 4 м); 120 конвеєрний штрек пласта n_7^H пройденого з Головного західного конвеєрного штреку пласта n_7^H . Потужність вугільного пласта задавалась на рівні 1,4 м. На основі отриманих шахтних експериментальних досліджень (Додаток А) були отримані усереднені значення зміни літологічної різниці гірських порід покрівлі та підшви, що наведено у табл.3.1.

Таблиця 3.1 – Усереднені значення фізичних, геологічні та деформаційні характеристики вуглевмісної товщі пласта n_7^H шахт «Степова» та «Лісова» ДП «Львіввугілля»

№ п/п	Назва	m , м	R_c , МПа	R_p , МПа	μ	E	ρ , кг/м ³	φ , град	c , МПа
0	<i>Підшва</i>								
1	Пісковик	8,0	43,7	2,3	0,22	13232	2610	20-23	2,2
2	Алевроліт	3,3	48,9	3,3	0,19	11341	2650	25-35	1,5-2,0
3	Пісковик	3,0	116,6	4,3	0,32	26435	2640	25-35	2,2
4	Вугілля n_7^H	0,95	24,5	1,8	0,17	3160	1560	25-35	1,0-1,3
	<i>Безпосередня покрівля</i>								
5	Аргіліт	1,0	22,9	1,3	0,22	3453	2670	25-35	1,5-2,0
6	Алевроліт	0,6	54,9	3,4	0,25	11441	2660	25-35	1,5-2,0
7	Аргіліт	2,5	22,9	1,3	0,22	3453	2670	25-35	1,5-2,0

Продовження табл. 3.1

	Основна покрівля з привантаженими породами								
8	Алевроліт	2,1	45,3	2,4	0,24	9560	2640	25-35	1,5-2,0
9	Пісковик	3,6	64,7	2,3	0,24	16892	2630	25-35	2,0
10	Вугілля n_7	1,2	25,3	1,7	0,16	3145	1660	25-35	1,0-1,5
11	Аргіліт	1,1	15,9	0,9	0,20	2342	2750	25-35	1,5-2,0
12	Алевроліт	0,6	15,0	0,8	0,20	2432	2640	25-35	1,5-2,0
13	Аргіліт	2,3	25,4	0,6	0,25	4439	2670	25-35	1,5-2,0
14	Алевроліт	3,0	17,0	1,2	0,22	2542	2670	25-35	1,5-2,0
15	Пісковик	3,6	63,4	2,7	0,28	17844	2640	32	2,0
16	Алевроліт	1,0	33,0	1,8	0,25	7122	2660	25-35	1,5-2,0
17	Пісковик	0,9	54,1	2,4	0,24	14421	2630	32	2,0
18	Аргіліт	1,2	43,4	0,6	0,24	7440	2660	25-35	1,5-2,0
19	Алевроліт	0,6	36,0	1,9	0,23	8133	2670	25-35	1,5-2,0
	<i>Порода-міст</i>								
20	Алевроліт	1,2	18,1	1,0	0,21	4184	2650	25-35	1,5-2,0
21	Пісковик	5,9	43,3	2,1	0,25	13741	2600	21-24	2,3
22	Аргіліт	4,2	23,2	0,8	0,25	4232	2665	25-35	1,5-2,0
23	Наноси	321,0	44,5	1,2	0,22	7172	2590	20	1,8

На контактi з вугільним пластом нижня частина безпосередньої покрівлі представлена вуглисто-глинистим сланцем чи сапропелевим вугіллям, яка обвалюється одразу після відслонення при вийманні вугілля. На контактi глинистого сланцю з вуглисто-глинистим сланцем спостерігаються дзеркала ковзання. За тектонічною будовою ділянка обох лав характеризується середньою складністю. Інтенсивність тріщинуватості порід безпосередньої покрівлі відповідає загальній направленості тріщин за двома системами: північно – східного (основного) і північно – західного напрямку і складає 3 – 6 тр./м.

Основна покрівля пласта представлена щільними слюдистими пісковиковими сланцями з горизонтально-шаруватою структурою. Потужність основної покрівлі на ділянці шахтного поля коливається в межах 3,81 – 6,15 м.

Крок обвалення безпосередньої покрівлі: первинний ($l_{\delta 0}$) – 1,3 м;

наступний ($l_{\delta i}$) – 0,8 м.

Крок обвалення основної покрівлі:

первинний ($l_{\kappa 0}$) – 12 – 16 м;

наступний ($l_{\kappa i}$) – 6 – 10 м.

Над даними породами основної покрівлі через 25 – 30 м від покрівлі вугільного пласта n_7^H залягає перший шар жорсткості (порода-міст), який представлений

перешаруванням порід пісковика й аргіліту. Крок обвалення порід складає понад 80 м. Необхідно відзначити, що у зоні між основною покрівлею та породою-мостом знаходився відпрацьований вугільний пласт n_7 . Його відпрацювання призвело до часткового розвантаження гірського масиву. Відповідно порода-міст «опирається» на породи вугільного масиву попереду очисного вибою та на обвалені породи позаду робочого простору лави. В зоні простору очисного вибою спостерігаються пружно-пластичні деформації породи-моста. Відповідно на цій висоті породи практично не привантажуватимуть механізоване кріплення очисного вибою.

Рамне кріплення представлено лотковим профілем прокату СВП з конструкційної вуглецевої сталі звичайної якості марки Ст5сп, типорозміром 22 кг/м. Робочий опір кріплення становить 220 кН/раму, гранична несуча здатність 333 кН/раму.

Створення об'ємної моделі гірського масиву дозволяє отримувати якісні та кількісні результати щодо НДС масиву в різних площинах, а також проводити перерізи в точках, що максимально характеризують картину напруженості. Для досліджень були вибрані епюри напруженості гірського масиву в об'ємній постановці. Для оцінки напружено-деформованого стану порід навколо виробок планується застосувати пакет інформаційних програм, що ґрунтується на створенні скінченно-елементної системи відтворення середовища, тому аналізований об'єм гірських порід необхідно апроксимувати за допомогою певних дискретних елементів довільної форми. У межах цих об'ємних фігур необхідно відтворити основні фізико-механічні характеристики, притаманні масиву у конкретному досліджуваному місці. Під час формування моделі та проведення досліджень необхідно провести інтерполяцію підпорядкованості основних чинників та встановити характер їх взаємодії через вузли зв'язку. У практичному аспекті ці вузли становлять вершини об'ємних фігур, за допомогою яких ведеться розбивання вуглевмісної товщі на окремі елементи. Вони якраз слугують реперними точками для оцінки напруженості досліджуваних площ та об'ємів. Зміна напруженості усього масиву визначається тотожністю отриманих значень між ними. Точність кінцевих результатів забезпечується застосуванням відповідних принципів пружно-пластичних чи пластичних деформацій та згущенням

чи розрідженням сітки об'ємних фігур залежно до необхідної точності кінцевих результатів.

Позитивною стороною такого підходу до встановлення напружень та деформаційних характеристик масиву є суттєва свобода у формуванні параметрів модельованих елементарних частин. Кожен збуджуючий чинник окрім встановлених нормативно величин (стійкість порід на одновісний стиск, розтягу, зріз; об'ємний модуль деформації; об'ємна вага; модуль пружності; коефіцієнт внутрішнього тертя; потужність, коефіцієнт зчеплення та інших встановлених параметри) дає можливість вносити додаткові коефіцієнти, які забезпечуватимуть відповідність кінцевих результатів напружено-деформованому стану та характеру поведінки окремих порід об'єкта-моделі та об'єкта-натури.

Під час моделювання також враховується варіація геологічної будови, зміна гіпсометрії вугільного пласта та прилеглих шарів пустих порід, їх виклинювання чи заміна іншими структурами. Простота задавання неоднорідності середовища шляхом внесення необхідних властивостей окремим створеним елементам дає можливість також адекватно відтворювати зміну техніко-технологічної ситуації.

Процес створення скінченно-елементних моделей та проведення досліджень напружено-деформованого стану вимагає дотримання чіткої послідовності дій, тому при відтворенні гірничо-геологічних та технологічних умов лав № 118 та №119 шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» дисертантом був затосований наступний алгоритм введення вхідних даних, обробки, актуалізації та виведення результатів:

- аналіз літологічної різниці та встановлення фізичних властивостей окремих порід;
- обмеження геометричних розмірів моделювання: висоти, ширини та довжини модельованої області, що містять техногенні порожнини очисних вибоїв та підготовчих виробок;
- вибір форми елементарних об'єктів (елементів модельованої області) для відтворення напруженості масиву: трикутна правильна піраміда;
- встановлення величин додатково прикладених навантажень;

- побудова скінченно-елементної сітки досліджуваного породного об'єму із її згущенням у міру наближення до робочих просторів очисних вибоїв та підготовчих виробок;
- застосування принципів пружних та пружно-пластичних деформацій для оцінки напруженості поля досліджуваних областей;
- визначення граничних умов моделювання та встановлення меж біля яких буде забезпечуватися відповідність кінцевих результатів;
- задання послідовності виконання моделювання, згідно із принципами збереження маси, енергії та можливості їх обміну на контактах елементарних фігур;
- надання відповідних конструктивних особливостей та фізичних властивостей геологічних тіл вугільного пласта та прилеглих пустих порід;
- актуалізація формування моделей з метою підвищення вірогідності отриманих кінцевих результатів;
- встановлення закономірностей розповсюдження полів напружень та деформаційних характеристик породного масу;
- вивід кінцевих результатів у вигляді візуального відтворення розподілу об'ємної моделі напружень та величин переміщень порід покрівлі за окремими площинами.

Відповідно, у результаті моделювання через встановлені приведені напруження можна встановити переміщення гірських порід та розподіл навантажень в зоні опорного тиску гірського масиву. У нашому випадку, саме ці дані будуть використовуватися для оцінки відповідності прийнятої до експлуатації гірничодобувної техніки у конкретних гірничо-геологічних умовах спарених лав № 118 та №119 ДП «Львіввугілля».

3.4 Дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву при роботі спарених лав

На шахтах «Степова» та «Лісова» ДП «Львіввугілля», виходячи із літологічної будови порід покрівлі та практики управління гірським тиском на (повне обвалення, $l_{60} = 1,3$ м; $l_{6i} = 0,8$ м), можна зробити висновок, що безпосередня покрівля обвалюється одразу за посуванням очисного вибою. Перешаровані пісковикові сланці основної покрівлі мають середню межу міцності на одновісний стиск у межах $R_c = 23,2 - 31,1$ МПа. Між основною покрівлею та породою-мостом (першим шаром жорсткості) залягають шари більш слабких порід, міцність на одновісне стиснення яких знаходиться у межах $19,0 - 24,1$ МПа. Відповідно, деформація даних порід залежить від опускань основної покрівлі. Оскільки у деяких місцях міцність згаданих прошарків все ж таки перевищує відповідні показники основної покрівлі, то можливе зависання цих порід і формування зон розшарування у надвугільній товщі та зон підвищеного гірського тиску. У першу чергу це буде залежати від швидкості посування очисного вибою та можливостей розвантаження напружень у гірському масиві.

Принципам моделювання для встановлення напружень та деформаційних характеристик порід відповідає загальнозживаний пакет прикладних інформаційних програм SolidWorks. Його робота ґрунтується на використанні відомого критерію Хоека-Брауна [6], [7]. Цей критерій, на основі статистичної обробки деформації однотипних порід, описує руйнування гірського масиву. Він виступає еталоном при забезпеченні вхідних даних при проектуванні підземних виробок у різномісних гірських породах. Його отримано у результаті встановлення граничних значень міцності непорушеного гірничими роботами гірського масиву. Дані дослідження були проведені англійським вченим Хоеком [8]. Далі критерій був удосконалений шляхом встановлення поведінки окремих зразків при деформаціях у суцільних системах зі збереженням мас (принцип Брауна) [9].

Практична основа критерію Хоека-Брауна ґрунтується на емпірично встановлених деформаційних характеристиках, що використовують принципи механіки суцільності тіл. Для встановлення більш високої відповідності реальним

умовам до критерію вводяться відповідні поправочні коефіцієнти. У наявній роботі автор дані емпіричні коефіцієнти пов'язує із результатами реальних спостережень поведінки геологічних та літологічних структур досліджуваних ділянок шахтного поля.

Моделювання проводилось згідно із загальноприйнятим підходом шляхом створення сітки скінченно-елементних блоків. Як було зазначено, за елементарну плоский елемент формування моделі приймемо трикутний, який є основою правильної піраміди. Відтворення особливостей літологічної та структурної будови масиву гірських порід модельованої області проводиться зі зміною відстані між очисними вибоями від рівня 0 – 0 м (спарені лави) до 60 м (максимальна відстань, за якою лави працювали у системі «спарені лави») з кроком 20 м.

Оцінку напруженості поля досліджуваних областей виконано за допомогою встановлення приведених напружень. Об'ємне відображення моделі напружено-деформованого стану гірського масиву при спареному відпрацюванні лав у конкретних умовах шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» наведено на рис. 3.5 – 3.6.

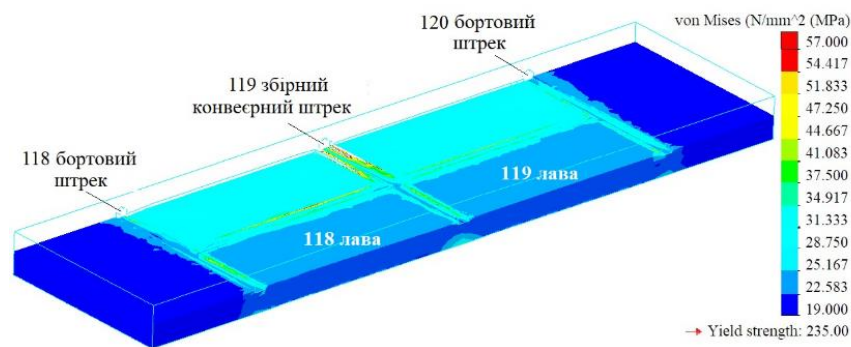


Рисунок 3.5 – 3D розріз моделі приведених напружень гірського масиву при стовпівій системі розробки вугільного пласта спареними лавами (відстань між лавами 0 – 0 м)

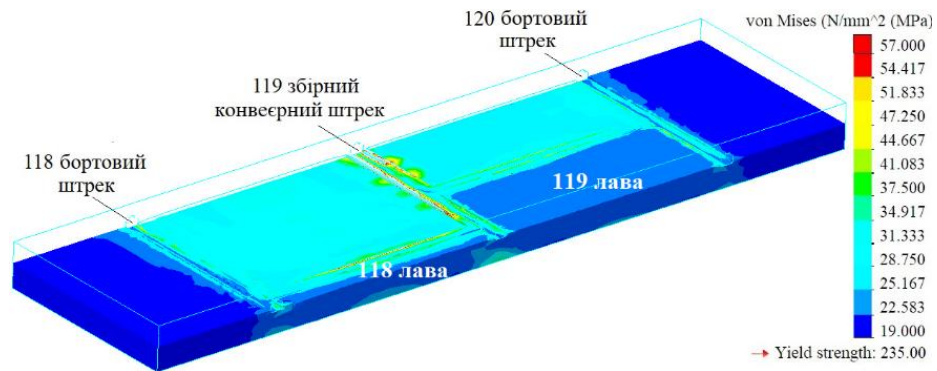


Рисунок 3.6 – 3D розріз моделі приведених напружень гірського масиву при стовповій системі розробки вугільного пласта спареними лавами (відстань між лавами 0 – 60 м)

Застосування пакету прикладної інформаційної програми SolidWorks дало можливість адекватно відобразити результати моделювання стану гірського масиву при дотриманні принципів динамічної, кінематичної та статичної подібності. Важливим елементом створення таких моделей стало те, що виникла можливість оцінити напруженість поля вибраного виймального стовпа із забезпеченням масштабності геометричних параметрів згідно до перевідних коефіцієнтів, які дають можливість забезпечити тотожність між відповідними розмірами модельованого об'єкта та об'єкта-натури (статична подібність).

На основі принципів кінематичної подібності здійснювалося формування відповідності між фізичними параметрами напруженості зони опорного тиску у конкретний проміжок часу, а його зміна під час руху вибою вздовж виймального стовпа моделювалася при дотриманні принципів динамічної подібності.

Візуальне відтворення величин приведених напружень дає можливість оцінити розповсюдження розтягуючих та стискаючих деформацій. З іншого боку диференціація поля напружень гірського масиву є змінною функцією, що дає можливість встановлювати навантаження на кріплення підготовчих та очисних виробок.

Забезпечення відповідності параметрів та оцінка напруженості поля на основі встановлених приведених напружень (σ_0) показують складність сприйняття візуальної інформації через масштабність отриманих геометричних та фізичних параметрів моделі [10]. Крім цього, проведена перевірка результатів моделювання показала певну невідповідність отриманих результатів поведінки гірського масиву із

реальними умовами. Тому здобувачем було проведено інтерполяцію достовірності кінцевих результатів відповідності об'єктів моделі та природи за допомогою загальнозживаного принципу, наведеного у роботі [11]. Вона забезпечується використанням так званого коефіцієнта відповідності:

$$\mu = \frac{K_M}{K_N},$$

де K_M , K_N – відповідні розміри чи параметри якісної характеристики природи та відтворюваної моделі.

З метою інтерполяції даних було застосовано принципи оцінки напруженості гірського масиву на основі шахтних експериментальних досліджень, які достатньо повно описано у роботі [12]. Дані дослідження проводилася за встановленими окремо вісьмома замірними станціями у площині очисних вибоїв та вздовж виймального стовпа (по чотири у 118 та 120 бортових штреках). На жаль, проводити дослідження у 119 конвеєрному штреку не було можливості, оскільки ця виробка погашалася одразу слідом за проходженням лав.

Необхідно зазначити, що результати проведених досліджень у лаві є порівняльними зі значеннями, що були отримані за першою замірною станцією по довжині виймального стовпа, тому саме зміні напруженості поля під час руху очисних вибоїв приділено основну увагу у даній роботі. Встановлення максимальних загальних напружень у лаві приймались саме за згаданою першою станцією. Загальна характеристика щодо відстаней замірних станцій по довжині виймального стовпа наступна:

- замірна станція 1 – на рівні очисних вибоїв (максимальні напруження);
- замірна станція 2 – на відстані $1/6 (l_1 + l_2)$ від площини очисного вибою;
- замірна станція 3 – на відстані $1/3 (l_1 + l_2)$ від площини очисного вибою;
- замірна станція 4 – на відстані $2/3 (l_1 + l_2)$ від площини очисного вибою.

З метою візуального представлення досліджуваної області з виокремленням параметрів, котрі необхідно встановити під час оцінки напружено-деформованого стану гірського масиву у конкретних гірничо-геологічних умовах наведемо ескізне зображення зміни напружень для досліджуваних спарених очисних вибоїв. За основу

градієнтних напружень приймемо встановлену на шахті величину $\sigma_{max0} = 190$ тс/м². Дані абсолютні значення напружень також були отримані практичними дослідженнями за замірною станцією 4. Це дає можливість вважати, що приблизно на цій відстані формується умовна зона стабілізації масиву (рис.3.7).

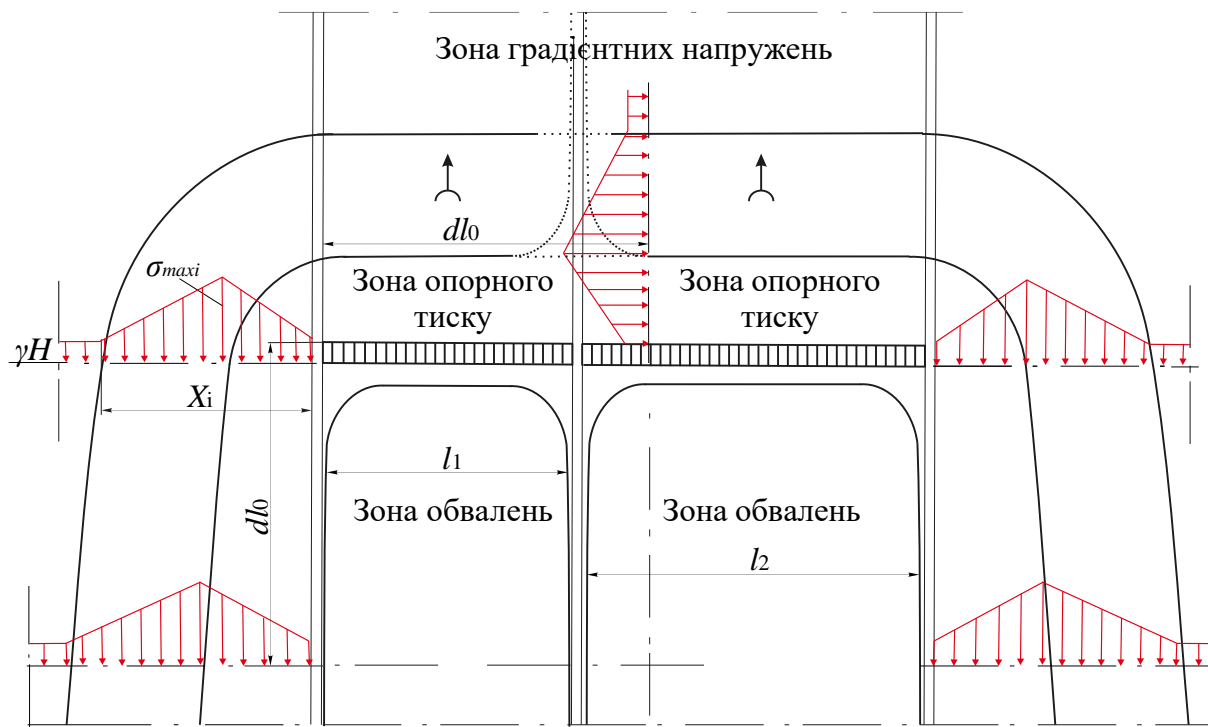
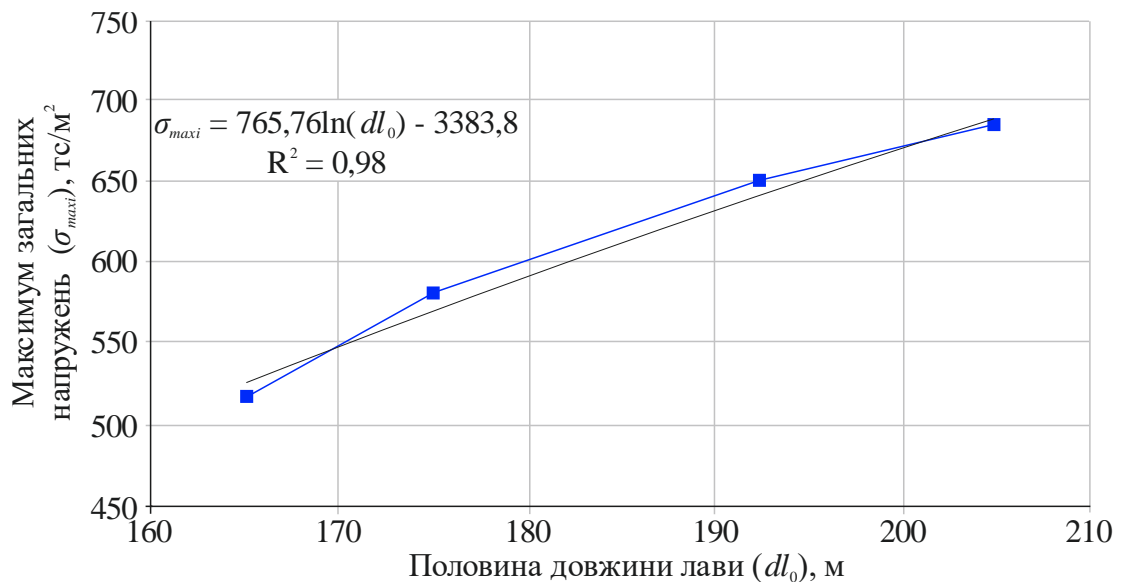


Рисунок 3.7 – Ескізне відображення спарених очисних вибоїв при положенні 0-0 (здвоєна лава): X_i – змінна величина поширення зони опорного тиску, м; dl_0 – половина довжини спарених лав, м; l_1 ; l_2 – довжини лав; σ_{maxi} – змінна величина максимуму загальних напружень

Виходячи із наведеного зображення зони формування напружено-деформованого стану, можна зробити висновок, що встановлення фізичних та геометричних параметрів зони опорного тиску зводиться до визначення змінних параметрів X_i (величина поширення зони опорного тиску) та σ_{maxi} (величина максимуму загальних напружень) при вхідних сталих сумарних значеннях довжин лав (l_1 ; l_2). При аналізі гірничотехнічної документації встановлено, що довжини лав змінюються від 160 м до 210 м. Таким чином, нами отримано графік зміни максимуму загальних напружень опорної зони (σ_{maxi}) від половини довжини спарених лав (dl_0), наведено на рис. 3.8.



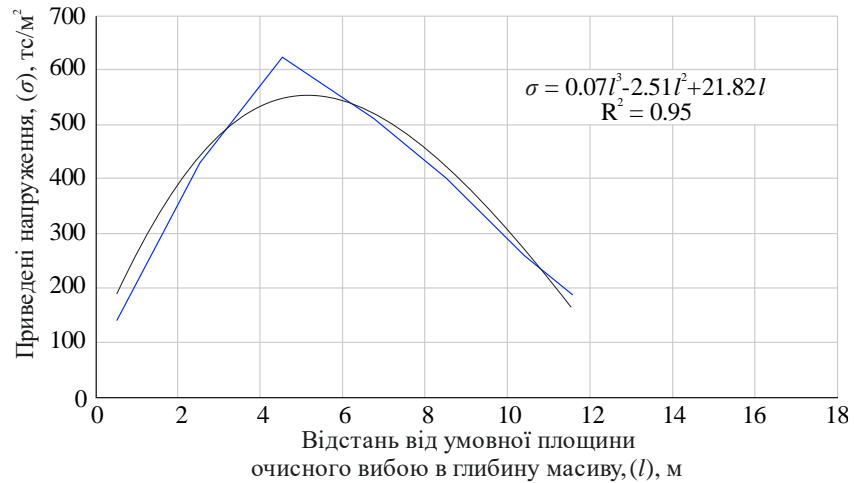
Рисинок 3.8 – Залежність зміни максимуму загальних напружень опорної зони (σ_{maxi}) від половини довжини спарених лав (dl_0)

На основі проведених досліджень встановлено **перше наукове положення**: максимум загальних напружень опорної зони (σ_{maxi}) за довжиною виймального стовпа змінюється за логарифмічною залежністю від половини довжини спарених лав (dl_0). Це дає можливість отримати дані про характер розподілу напружень попереду очисних вибоїв при їх положенні 0-0 (здвоєна лава), що забезпечить безаварійну роботу спарених лав при примусовій їх зупинці.

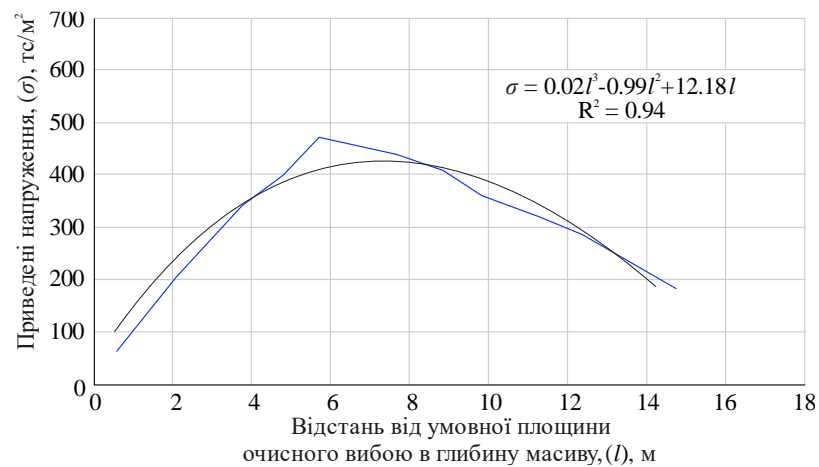
Також аналізуючи поведінку гірського масиву можна зробити висновок, що суміжний конвеєрний штрек, окрім виконання своїх технологічних функцій, виконує роль додаткової техногенної порожнини, що слугує джерелом розвантаження напружень у вуглепородному масиві для обох очисних вибоїв.

Для візуалізації загальної картини формування зони опорного тиску наведемо графічні відображення зміни приведених напружень у згаданих характерних точках (замірних станціях) [13]. Причому, оскільки значення напружень за замірною станцією 4 є сталими, то їх немає потреби відображати графічно. Отримані графічні залежності наведено на рис. 3.9.

а)



б)



в)

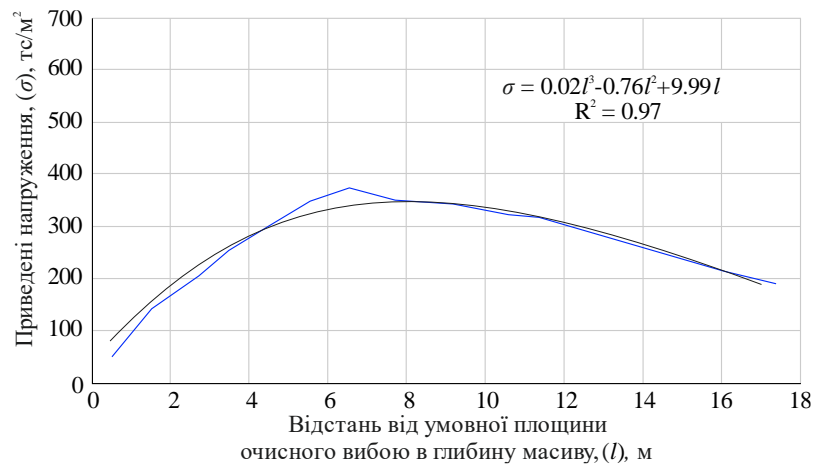


Рисунок 3.9 – Графічне відображення зміни приведених напружень в зоні опорного тиску спарених очисних вибоїв: а – замірна станція 1 (максимальні напруження); б – замірна станція 2; в – замірна станція 3

Результати фізичних та геометричних величин, що характеризують зміну напружено-деформованого стану гірського масиву в зоні опорного тиску наведено у табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Фізичні та геометричні параметри зони опорного тиску при роботі спареної лави

Параметр	Відстань від умовної площини очисного вибою в глибину масиву, м									
	X_i	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Зміна напружень по довжині опорної зони, тс/м ²										
σ_{max1}	0	140	290	430	530	620	575	525	465	400
σ_{max2}	0	70	160	250	330	390	470	460	440	415
σ_{max3}	0	55	140	195	255	300	345	370	355	345
Параметр	Відстань від умовної площини очисного вибою в глибину масиву, м									
	X_i	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Зміна напружень по довжині опорної зони, тс/м ²										
σ_{max1}	325	250	190	190	190	190	190	190	190	325
σ_{max2}	370	340	315	275	225	190	190	190	190	370
σ_{max3}	335	320	310	290	270	250	225	205	190	335

Згідно до наведених на рис. 3.8 графіків та виходячи із встановлених залежностей, можна зробити висновок, що зміна просторового розповсюдження приведених напружень у загальному вигляді може бути представлена як поліноміальні залежності 3-го степеня. Вони залежать від емпіричних коефіцієнтів (a_i , b_i , c_i та d_i) та можуть бути виражені виразом:

$$y_i = a_i x^3 - b_i x^2 + c_i x \pm d_i.$$

Виходячи із сформованого розповсюдження поля приведених напружень, вважаємо за необхідне встановити формування максимальних напружень при відпрацюванні згаданих спарених лав. Гістограму просторової зміни приведених напружень наведено на рис. 3.10.

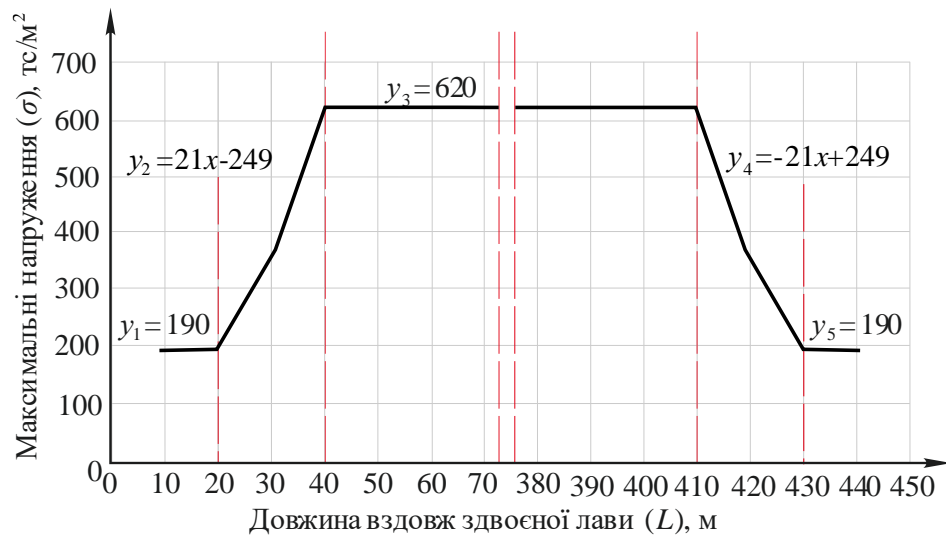


Рисунок 3.10 – Гістограма просторової зміни приведених напружень в зоні впливу спарених лав

Для узагальнення отриманих результатів проведемо ідеалізацію гірничо-геологічних умов. Прийmemo, що наша спарена лава з обох боків знаходиться у незайманому масиві. Відповідно, область значень зміни поля приведених напружень знаходиться у межах $y_i \in (-\infty; +\infty)$. Початок зміни напружень від градієнтних, відповідно, знаходиться у якійсь умовній точці простору, яку візьmemo за нульовий відлік. Від цієї точки паралельно лінії очисних вибоїв проведемо вісь абсцис. По осі ординат представимо абсолютні величини зміни приведених напружень. Відповідно, на встановленій відстані від 0 (X_i) на відстань L_1 відбувається зростання напружень до максимуму (σ_{max}), далі (проміжок $L_1 - L_2$) їх стабілізація та спадання до градієнтних (проміжок $L_2 - L_3$). У загальному вигляді зміну напруженості поля двох здосених лав можна представити у вигляді наступних залежностей:

$$y_1 = k\gamma H \text{ при } y \in (-\infty; 0]$$

$$y_2 = aX + b \text{ при } y \in (0; L_1]$$

$$y_3 = y_{max} = \sigma_{max} \text{ при } y \in [L_1; L_2)$$

$$y_4 = -aX + b \text{ при } y \in [L_2; L_3]$$

$$y_5 = k\gamma H \text{ при } y \in (L_3; +\infty)$$

де $k\gamma H$ – величина градієнтних напружень, тс/м² ; a , b – значення емпіричних коефіцієнтів, що характеризують гірничо-геологічну та техніко-технологічну ситуацію досліджуваних ділянок.

Отже у результаті проведених досліджень встановлено, що максимум приведених напружень опорної зони спарених очисних вибоїв секторально змінюється за лінійними залежностями вздовж умовної лінії, що умовно розташовується паралельно лінії очисних вибоїв, при цьому вони характеризуються поступовим їх зростанням вздовж виймального стовпа, стабілізацією вздовж лав та поступовим спаданням у міру віддалення від очисних вибоїв.

Таким чином, у проведених досліджень сформульовано **друге наукове положення**: напіввідстань між двома спареними очисними вибоями (l), яка є мірилом впливовості геомеханічної системи, описується багатозмінною функцією впливових чинників ($f(x)$, $f(m, j, \gamma, \sigma)$) та формує окремі сектори характерних напружено-деформованих характеристик гірського масиву, які при виведенні зі статичної рівноваги гірничими роботами перетворюються на кінетичну енергію навантажень на кріплення підготовчих виробок. Це дає можливість встановлювати зони вздовж підготовчих виробок із відповідними силовими характеристиками кріплення для ефективного управління гірським тиском при інтенсифікації процесів ведення очисних робіт одночасною роботою двох спарених лав.

3.5 Висновки по розділу

1. Застосування спарених лав є одним із напрямів концентрації очисних робіт. Причому, таке техніко-технологічне удосконалення не потребує додаткових фінансових вливань, оскільки орієнтується на застосуванні наявної на шахтах гірничодобувної техніки. Правильні рішення із управління гірським тиском та основними технологічними процесами видобування та транспортування вугілля, кріплення очисних вибоїв та інших заходів пов'язаних із забезпеченням життєдіяльності дільниці шахти дають можливість значно знизити енергозатрати, затрати на транспортування, підтримку гірничих виробок, що, в остаточному результаті, призводить до зниження собівартості видобутого вугілля.

2. Встановлено, що при розташуванні очисних вибоїв в одній площині відбувається об'єднання їх фронтальних зон опорного тиску та боків підготовчих виробок. Максимум загальних напружень опорної зони (σ_{maxi}) за довжиною виймального стовпа змінюється за логарифмічною залежністю від половини довжини спарених лав (dl_0). Це дає можливість отримати дані про характер розподілу напружень попереду очисних вибоїв при їх положенні 0-0 (здвоєна лава), що забезпечить безаварійну роботу спарених лав при примусовій їх зупинці. При цьому суміжний штрек окрім виконання своїх технологічних функцій виконує роль додаткової розвантажувальної техногенної порожнини.

3. Зміна фізичних та геометричних параметрів зони опорного тиску характеризується змінними параметрами X_i (величина поширення зони опорного тиску) та σ_{maxi} (величина максимуму загальних напружень) при вхідних сталих сумарних значеннях довжин лав (l_1, l_2). Це дає можливість спрогнозувати положення очисного вибою за довжиною виймального стовпа та забезпечити безаварійну роботу спарених лав при примусовій зупинці.

4. Напіввідстань між двома спареними очисними виboями (l), яка є мірилом впливовості геомеханічної системи описується багатозмінною функцією впливових чинників ($f(x), f(m, j, \gamma, \sigma)$); формує окремі сектори характерних напружено-деформованих характеристик гірського масиву, які при виведенні зі статичної рівноваги гірничими роботами перетворюються на кінетичну енергію навантажень на кріплення підготовчих виробок. Це дає можливість встановлювати зони вздовж підготовчих виробок із відповідними силовими характеристиками кріплення для ефективного управління гірським тиском при концентрації очисних робіт одночасною роботою двох спарених лав.

5. Візуальне відображення принципів формування напружено-деформованого стану зони опорного тиску та оцінки стану масиву показало, що максимальні приведені напруження досягають 620 тс/м^2 при ширині зони опорного тиску 18 м.

Основні результати третього розділу опубліковано в наукових працях [1], [5], [10], [12].

Список використаних джерел до розділу 3

1. Dychkovskiy, R.O., Lozynskiy, V.H., Saik, P.B., Dubiei, Y.V., Cáceres Cabana, E., & Shavarskiy, I.T. (2019). Technological, lithological and economic aspects of data geometrization in coal mining. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (5), 22-28. <https://doi.org/10.29202/nvngu/2019-5/4>
2. Bondarenko, V., Symanovych, H., Barabash, M., Husiev, O., & Salieiev, I. (2019). Determining patterns of the geomechanical factors influence on the fastening system loading in the preparatory mine workings. *Mining of Mineral Deposits*, 14(1), 44–50. <http://dx.doi.org/10.33271/mining14.01.044>
3. Dychkovskiy, R.O. (2013). Scientific principles of synthesis of technologies for the extraction of coal in weakly metamorphosed rocks, Dnipro: National Mining University. 262 p. (in Ukrainian) http://scihub.nmu.org.ua/handle/NMUUA_2310-8339/132
4. Abramkin, N.I., Dorodnyi, A.V., & Bukharbaiev, I.U. (2019). Analysis of the integrated technology of high-performance development of reserves of excavation sites of coal mines. *Ugol*, (1-2019(1114)), 40-45. (In Russian) <http://dx.doi.org/10.18796/0041-5790-2019-1-40-45>
5. Шаварський, Я.Т. (2020). Щодо питання забезпечення стійкості підготовчих виробок при розробці вугільного пласта спареними лавами. *Вісті Донецького гірничого інституту*, (1), 128-139. <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2020-1-128-139>
6. Hoek, E., & Marinos, P. (2007). A brief history of the development of the Hoek-Brown failure criterion. *Soils and Rocks*, 30(2), 85-92.
7. Wu, Y.F., & Zhou, Y.W. (2010). Unified strength model based on Hoek-Brown failure criterion for circular and square concrete columns confined by FRP. *Journal of Composites for Construction*, 14(2), 175-184. [https://doi.org/10.1061/\(asce\)cc.1943-5614.0000062](https://doi.org/10.1061/(asce)cc.1943-5614.0000062)
8. Hoek, E., & Brown, E.T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(8), 1165-1186. [https://doi.org/10.1016/s1365-1609\(97\)80069-x](https://doi.org/10.1016/s1365-1609(97)80069-x)
9. Brown, E.T., & Hoek, E. (1998.). Determination of shear envelop in rock masses. *Journal of Geotechnical Engineering*, (3), 371-374.

10. Shavarskyi, Ja. (2020). Double-unit longwalls as the method for mining concentration. Materials of the International Scientific and Practical Conference «Physical and Chemical Geotechnologies – 2020», 16-17.

11. Gritsko, G.I., & Vlasenko, B.V. (1975). Obshchie printsipy otsenki napryazhennogo sostoyaniya massiva eksperimental'no-analiticheskim metodom mekhaniki gornykh porod. Analiticheskie Metody i Vychislitel'naya Tekhnika v Mekhanike Gornykh Porod, 109-116.

12. Gritsko, G.I., & Tsyt'sarkin, V.N. (1995). Opredelenie napryazhennodeformirovannogo sostoyaniya massiva vokrug napryazhennykh plastovykh vyrabotok eksperimental'no-analiticheskim metodom. Fiziko-Tekhnicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh, (3), 18-21.

13. Dychkovskyi, R., Shavarskyi, I., Saik, P., Lozynskyi, V., Falshtynskyi, V., & Cabana, E. (2020). Research into stress-strain state of the rock mass condition in the process of the operation of double-unit longwalls. *Mining of Mineral Deposits*, 14(2), 85-94. <https://doi.org/10.33271/mining14.02.085>

РОЗДІЛ 4

ТЕХНОЛОГІЯ ВЕДЕННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ ПРИ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ СПАРЕНИМИ ЛАВАМИ

4.1 Фактори, що впливають на інтенсивність видобутку вугілля

Оцінка інтенсивності ведення гірничих робіт, природних та технологічних факторів, що впливають на їх ведення, автором дисертаційної роботи проводилась шляхом аналізу практичного досвіду роботи спарених очисних вибоїв. Впровадження стовпової системи розробки вугільних пластів спареними лавами дає можливість підвищити показники з видобутку вугілля зі зниженням його собівартості, зменшити витрати на охорону та підтримку підготовчих виробок, транспорт вугілля, що впливають на ефективне використання робочих потужностей виїмкової ділянки. При цьому досвід впровадження стовпової системи розробки спареними лавами на шахтах ДП «Львіввугілля», ДТЕК «Добропілявугілля» та «Павлоградвугілля» показав низку негативних чинників, пов'язаних з погіршенням техніко-економічних показників роботи шахти при початковому зростанні собівартості видобутку вугілля на видобувних ділянках зі спареними лавами. Варіант застосування стовпової системи розробки спареними лавами за простяганням пласта (ДП «Львіввугілля, шахта «Степова») передбачає обладнання конвеєрним транспортом підготовчої виробки, яка є спільною для двох лав. Таке рішення зменшує часові та капітальні витрати на підготовку видобувної ділянки, але при цьому створюється низка негативних факторів з безпеки та організації гірничих робіт.

Підтримання належної довжини очисних вибоїв, їх раціональної швидкості посування та відстані між ними за умов складної адаптації технологічних систем видобувної ділянки до гірничо-геологічних та гірничо-технічних умов відпрацювання шахтного поля створює низку проблем, пов'язаних з геомеханічною ситуацією у гірському масиві, нестабільною газодинамічною ситуацією та безпечними умовами ведення гірничих робіт. Геомеханічна ситуація, перш за все, залежить від закономірностей зміни стану привибійного масиву та технологічних параметрів процесу видобутку вугілля.

Виходячи із аналізу, для визначення області використання результатів

дисертаційних досліджень, здобувачем роботи розроблено умови оцінки роботи спарених лав і можливості застосування технологічних рішень. Наведені умови є розробкою технології ефективного ведення гірничих робіт з попередженням можливої посадки очисних комплексів на «жорстко» при роботі спарених лав на шахтах «Лісова», «Степова» та інших шахтах Львівсько-Волинського вугільного басейну і родовищ з пологим заляганням вугільного пласта.

4.2 Умови інтенсифікації гірничих робіт при впровадженні стовпової системи розробки спареними лавами

Інтенсифікація процесів видобутку вугілля при впровадженні стовпової системи розробки спареними лавами, з урахуванням гірничо-геологічних та гірничо-технологічних умов розробки вугільного пласта, потребує обґрунтування параметрів ведення гірничих робіт, пов'язаних з прогнозуванням та управлінням геомеханічною ситуацією при зростанні динаміки видобутку вугілля і посування очисних вибоїв.

Досвід впровадження стовпової системи розробки спареними лавами на шахті «Степова» при видобутку вугільного пласта «Сокальський» лавами №118 і №119 у 2010 р., лавами №565 і №566 у 2015 р. та на шахті «Лісова» при веденні очисних робіт у спареній лаві №116 «біс» та №116 у 2018 р., супроводжувався виникненням геодинамічних явищ. Ці аномальні явища, як фактор динамічних змін геомеханічних напружень гірського масиву, суттєво впливали на ефективність та безпеку ведення очисних робіт.

Аналізуючи ведення очисних робіт, натурні та аналітичні дослідження, проведені на шахті «Степова» у спарених лавах №118 та №119 (пл. n_7^H), необхідно зазначити, що формування геодинамічних явищ на сполученні збірною конвеєрного штреку №119 і прилеглому очисному вибої залежить від зон опорного тиску, що формується попереду лав у привибійному масиві та навколо підготовчої виробки. За очисним вибоєм утворюється зона розвантаження, інтенсивність впливу гірського масиву на виробки буде залежати від аномальності напружень у цих зонах, що формуються під впливом змін технологічних параметрів спареної лави у просторі та часі, тобто відстані між лавами та швидкості посування очисних вибоїв. Відповідно до проведених досліджень, максимум напружень ($1835 - 3059 \text{ тс/м}^2$) припадає на

збірний конвеєрний штрек №119 у сполученні зі спареними лавами при відставанні очисних вибоїв у межах від 0 м до 10 м. Це обумовлює деформацію кріплення та вивали породи у площині перерізу підготовчої виробки. Збільшення швидкості посування очисних вибоїв, у зоні з приведеним діапазоном відстані (0 – 60 м) між вибоями спарених лав, призводить до зміни фізичних і геометричних параметрів опорної зони. При посуванні вибою лави з швидкістю 3 м/доб опорна зона на рівні шару порід безпосередньої покрівлі, що представлена аргілітом, має довжину 27 м з максимумом опорного навантаження рівним 2213 тс/м^2 , на відстані 11,4 м від очисного вибою. При збільшенні посування очисного вибою лави до 5 м/доб опорна зона стискається та становить 22,4 м з максимумом навантажень у 3018 тс/м^2 на відстані 8,2 м. Нормальні навантаження у виробленому просторі змінюються у діапазоні від 170 тс/м^2 до 330 тс/м^2 . При цьому їх максимум у 330 тс/м^2 спостерігається на відстані початку руху очисного вибою. Закономірності розповсюдження навантажень у виробленому просторі, опорній зоні у напрямку, перпендикулярному очисному вибою лави, при різних швидкостях посування очисного вибою наведено на рис. 4.1.

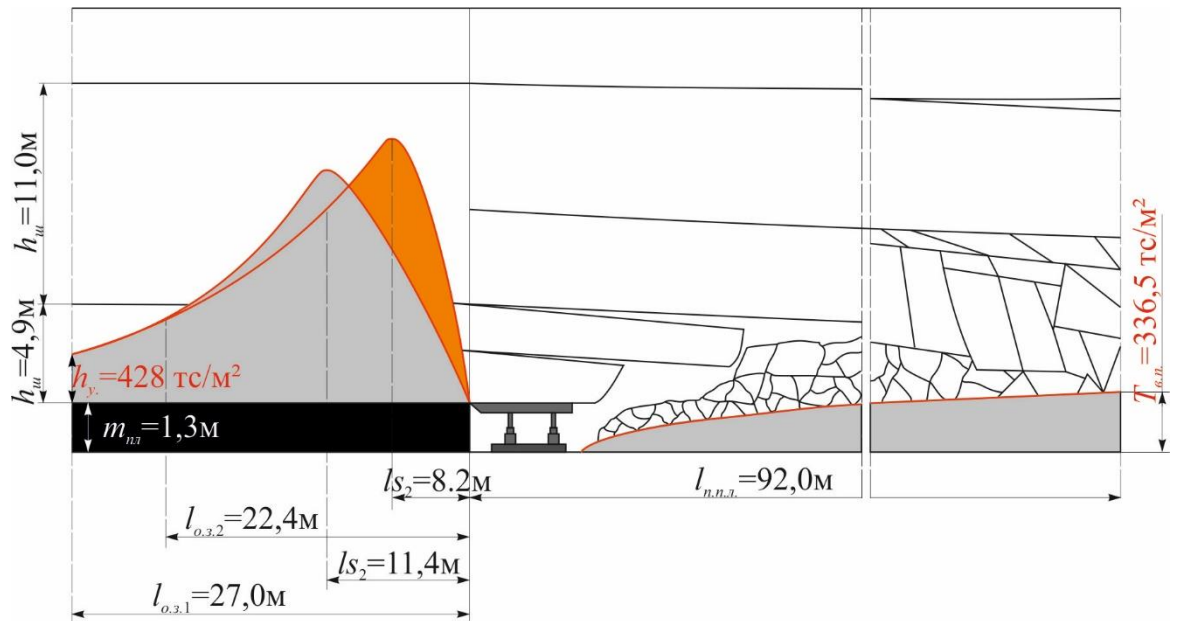


Рисунок 4.1 – Закономірності розповсюдження навантажень у виробленому просторі, опорній зоні у напрямку, перпендикулярному очисному вибою лави при різних швидкостях посування: 1 – 3 м/доб; 2 – 5 м/доб

При зменшенні швидкості посування очисних вибоїв або їх «простою» в аварійних ситуаціях спостерігається збільшення зсуву надробленого породного масиву [1]. При цьому маса завислих порід зменшується, навантаження над виробленим простором зростають. Над очисним комплексом видобувної ділянки спостерігається перерозподіл маси підроблених порід та зміна геометричних і фізичних параметрів аномальних зон гірського тиску. За цих умов, відповідно до розрахунків та інструментальних досліджень опорного тиску у лавах №118 та №119 пласта n_7 у зоні впливу збірної конвеєрної штрека №119 опорна зона розширюється та складає 34,8 м.

Аналізуючи розподіл та зміну нормальних і критичних навантажень в аномальних зонах навколо виробок та в наддугільній товщі видобувної ділянки спареними лавами, слід зазначити, що нормальні умови ведення очисних робіт забезпечуються при відстані між лавами у діапазоні 50 – 60 м. Зменшення відстані між очисними вибоями від 20 м до 0 м призводить до погіршення умов ведення гірничих робіт [2]. Відбувається активне обвалення безпосередньої та основної покрівлі, що призводить до посадки кріплення лави на «жорстко» та деформації кріплення підготовчих виробок, прилеглих до зони впливу очисних робіт. Стан порід

покрівлі знаходиться у прямій залежності від швидкості посування очисного вибою, ширини захвату та швидкості подачі виїмкової машини і реакції кріплення. Періодичність та нерівномірність зміщення шарів порід покрівлі супроводжується різким збільшенням зони зміщень.

Відповідно до результатів досліджень [3], проведених здобувачем, розрахункове зміщення шару пісковика ($R_c = 5435 \text{ тс/м}^2$, основна покрівля) потужністю 11 м, що визначає стан нижнього шару аргіліту ($R_c = 2335 \text{ тс/м}^2$, безпосередня покрівля) потужністю 4,9 м при довжині спарених лав №118 ($l_n = 180 \text{ м}$) та №119 ($l_n = 200 \text{ м}$) і швидкості посування очисних вибоїв у діапазоні 4,4 – 5,0 м /доб та відстані між лавами не менше 50 м, наведено на рис. 4.2.

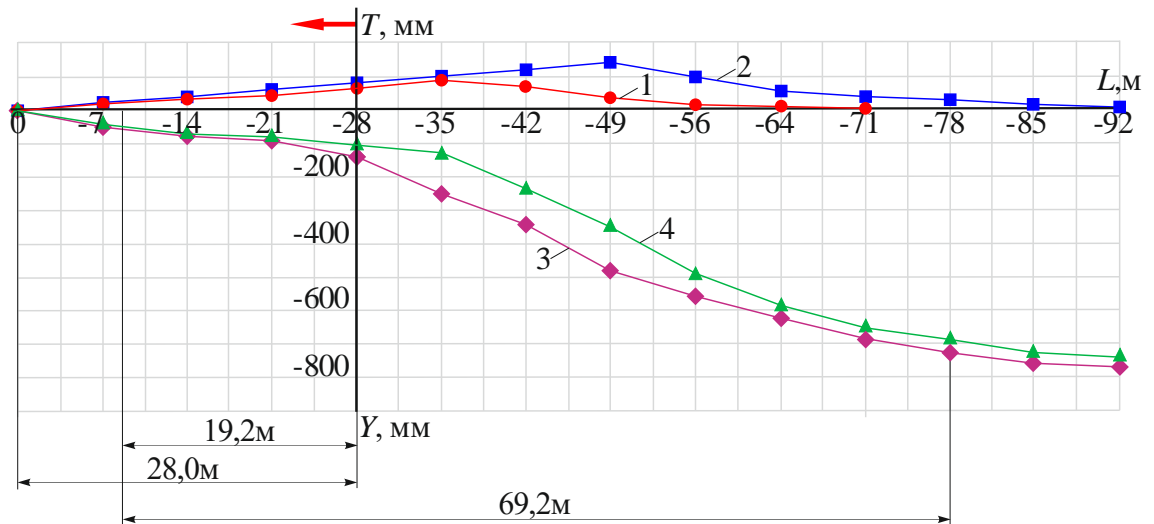


Рисунок 4.2 – Зміщення та горизонтальні переміщення породних шарів основної (2, 4) та безпосередньої покрівлі (1, 3) у діапазоні швидкостей посування очисного вибою 4,4 м/доб та 5,0 м/доб

З аналізу рис. 4.2 виходить, що опускання та горизонтальні переміщення породних шарів покрівлі в опорній зоні (а) та у площині очисного вибою (б) практично однакові. У робочому та виробленому просторі лави (в) за рахунок різниці показників вертикальних зміщень між породними шарами покрівлі спостерігається їх розшарування й утворення порожнин. Треба зазначити на рис. 4.2 наведено результати розрахунку динаміки зсувів шарів основної покрівлі, що відображає аномальні показники геомеханічної ситуації в очисних вибоях спарених лав за умов відставання вибоїв не менше 50 м. При зменшенні відстані між лавами

спостерігається зростання геодинамічних явищ, пов'язаних з швидким роздавлюванням породного шару безпосередньої покрівлі. Зростання дотичних навантажень та реактивного моменту у геометричній точці перегину потужного шару пісковика (основна покрівля) і різкому переходу потенціальної енергії шару у кінетичну призводить до обвалення порід – посадки кріплення лави на «жорстко». З часом спостерігається збільшення зміщення масиву підроблених порід, що пов'язано зі зростанням виробленого простору спарених лав над видобувним комплексом.

У просторі й часі відбувається перерозподіл маси підроблених порід, обумовлюючи зміни фізичних та геометричних параметрів аномальних зон гірського тиску. Нормальні навантаження у міру посування очисного вибою з боку породної товщі покрівлі змінюються. Геомеханічна ситуація навколо видобувної ділянки погіршується, що пов'язано з умовами завантаження безпосередньої покрівлі з боку верхнього масиву порід. Опорне навантаження сягає геометричної точки перегину X , де кривизна згину змінює свій знак.

На рис. 4.3 геометрична точка перегину шару основної покрівлі розташована на відстані $X = 39,6$ м від початку координат опорної зони при швидкості посування очисного вибою $5,0$ м/доб. За таких умов спостерігається зростання зміщень породних шарів основної покрівлі, що впливає на стан нижніх порід покрівлі. Межа опорної зони на рівні породного шару змінює своє положення, при цьому опорне навантаження зростає в межах $10 - 15\%$ від максимальних. Збільшення зміщень шарів основної покрівлі відбувається через кожні $6 - 8$ м. Характерна періодичність зміни зміщень породних шарів безпосередньої покрівлі, де критичні зміщення виникають під дією навантаження з боку породних шарів основної покрівлі, спостерігається через кожні $2 - 3$ м.

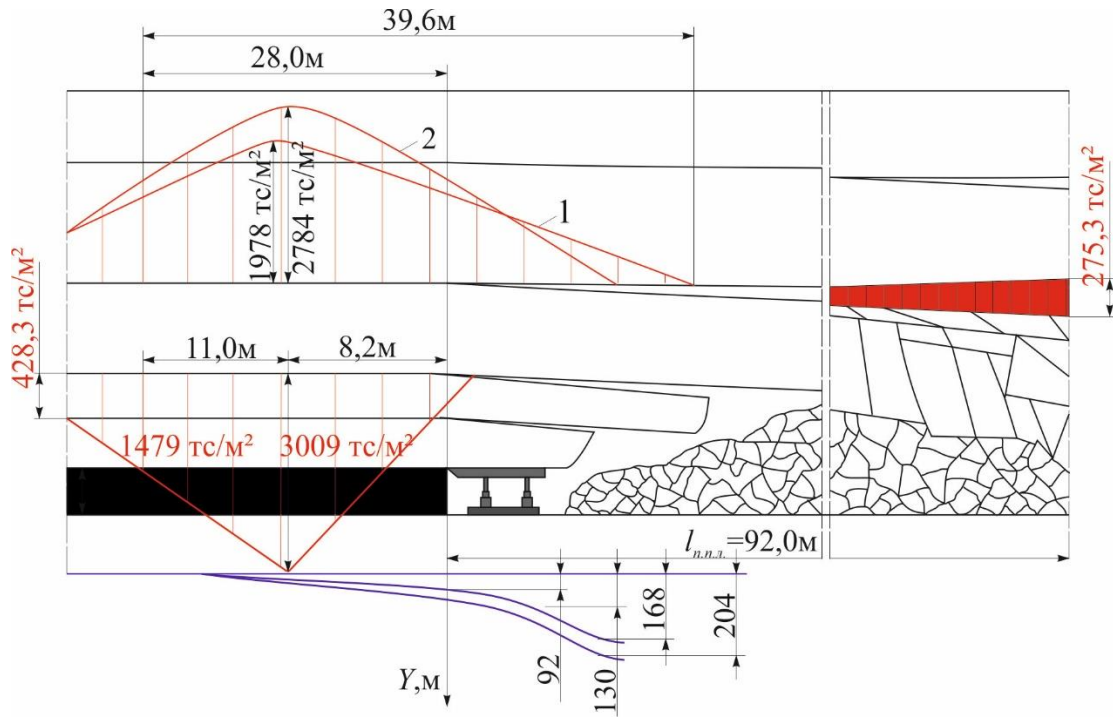


Рисунок 4.3 – Навантаження в опорній зоні шару порід основної та безпосередньої покрівлі (пісковик при швидкості посування очисного вибою 4 – 5 м/доб: 1 – навантаження в опорній зоні основної покрівлі при нормальних зміщеннях; 2 – навантаження при критичних зміщеннях

Навантаження при виникненні критичних зміщень на породі безпосередньої покрівлі з боку верхнього пісковика знаходяться за виразом [1]:

$$M_p = 101972l \frac{2L}{\pi} \times \left[B_k \left(\cos \frac{\pi}{L} x - 1 \right) + B_k \left(\cos \frac{2\pi}{L} x - 1 \right) \right], \text{ тс/м}^2$$

де l – коефіцієнт, створений через різницю зміщень (Y_n) шару порід у нормальних умовах і при виникненні критичної ситуації ($Y_{кр}$), $Y = 1 - \frac{Y_n}{Y_{кр}}$.

Сила критичних навантажень на рівні безпосередньої покрівлі викликає роздавлювання порід у площині очисного вибою і визначається за виразом:

$$X = \frac{M_p}{l_k}, \text{ тс/м}^2$$

де l_k – відстань від початку координат до вибою лави, м.

В умовах нормальних навантажень при швидкості посування очисних вибоїв спарених лав у інтервалі від 4,0 м/доб до 5,0 м/доб та відстані між ними у 50 – 60 м зміщення породного шару покрівлі над вибоями лав складає 54 – 60 мм. При зменшенні відстані між очисними вибоями у 20 м зростають критичні навантаження. Зміщення шару покрівлі у площині вибою сягає 95 – 130 мм, на межі привибійного простору - 168 – 204 мм. При цьому критичні зміщення над очисним вибоєм для шарів безпосередньої покрівлі більше нормальних на 20 – 29 %, для шарів основної покрівлі – на 24 – 33 %. Зі збільшенням швидкості посування очисних вибоїв зміщення порід зменшуються над вибоєм і виробленим простором лав.

Додаткові сили навантаження від верхньої товщі та момент критичних зміщень мають вплив на породні шари безпосередньої покрівлі й обумовлюють виникнення вертикальних тріщин та зсуву нижнього шару порід покрівлі над очисним вибоєм [4]. На рис.4.4 наведено залежності зміни моменту критичних зміщень породних шарів покрівлі.

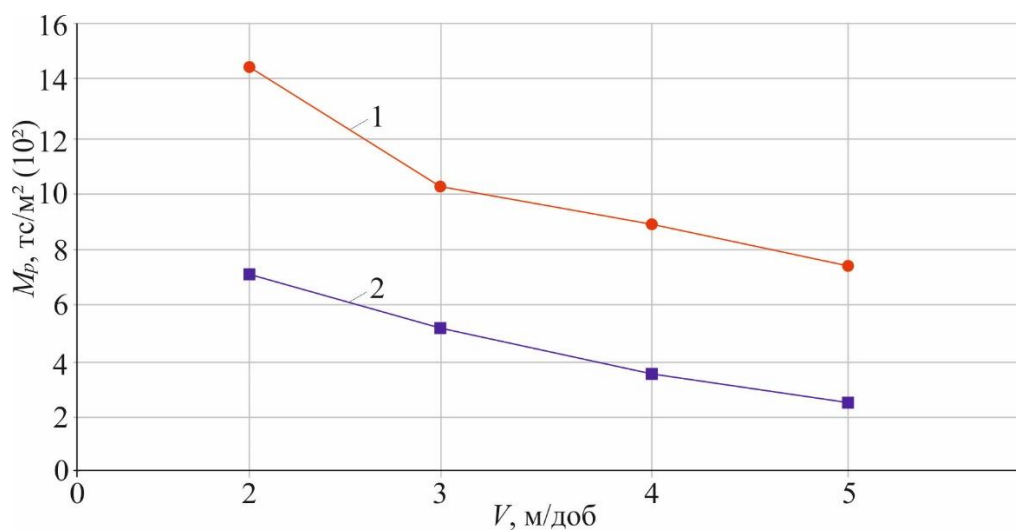


Рисунок 4.4 – Графіки зміни моменту критичних зміщень породних шарів покрівлі: 1 – породних шарів основної покрівлі потужністю 11 м; 2 – породних шарів безпосередньої покрівлі потужністю 4,9 м

Для обґрунтованості технологічних параметрів очисного виймання, розраховуються дотичні напруження в шарах порід покрівлі залежно від швидкості посування очисного вибою лави та технологічних параметрів виймання вугільного пласта. При вийманні вугілля відбувається переміщення максимуму навантажень

опорної зони ближче до очисного вибою (рис. 4.4), що обумовлює зростання реакцій навантаження у площині вибою. Зазначимо, що величина реакції у площині вибою S_v залежить від швидкості подачі комбайна та знаходиться з виразу:

$$S_{\max} = \frac{S_2 \cdot r_k + S_n \cdot f_2}{f_2 - \tau_k};$$

$$S_v = 0.2 \cdot V_k (S_{\max} - S_n) + S_n \text{ при } 0 < V_k \leq 3;$$

$$S_v = (0,057 \cdot V_k + 0.44) \cdot (S_{\max} - S_n) + S_n \text{ при } 3 \leq V_k \leq 10,$$

де r_k – ширина захвату комбайна, м; V_k – швидкість подачі комбайна, м/хв.

Частина навантажень у площині вибою змінюється на величину опору кріплення $S_{кр}$, і знаходиться з виразу:

$$S_{кр} = \frac{(r_1 + r_2) \cdot b}{f_2},$$

де r_1 и r_2 – опір кріплення у площині очисного вибою та у виробленому просторі відповідно; b – ширина привибійного простору; f_2 – ширина опорної зони для породного шару безпосередньої покрівлі.

Дотичні напруження в шарах порід безпосередньої покрівлі залежно від швидкості подачі очисного комбайна та опору кріплення при швидкості посування вибою 5,0 м/доб призводять до виникнення вертикальної тріщинуватості (рис. 4.5).

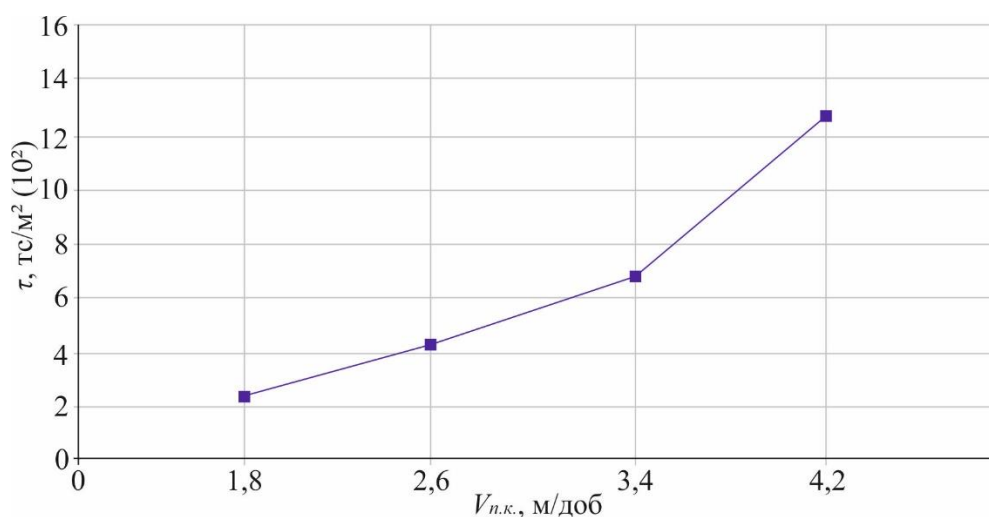


Рисунок 4.5 – Залежність зміни дотичних напружень порід безпосередньої покрівлі залежно від швидкості подачі очисного комбайна

Міцність порід аргіліту безпосередньої покрівлі $R_{cm} = 3049 \text{ тс/м}^2$ залежить від швидкості подачі виїмкової машини $V_{нк}$ і визначається за виразом:

$$R_{cm} = R_{cm}^1 (0,4 + 0,12 \cdot V_{нк} .$$

Згідно аналітичних досліджень міцність порід на стиск у заданих умовах дорівнює 2906 тс/м^2 , а міцність порід на сколювання $435,9 \text{ тс/м}^2$:

Оцінюючи міцність порід на сколювання, згідно даних рис. 4.6, при швидкості посування очисного вибою у діапазоні $3,0 - 5,0 \text{ м/доб}$, можна констатувати факт уповільнення утворення техногенних вертикальних тріщин у породних шарах покрівлі. При швидкостях посування вибою 2 м/доб і менше руйнування у породному шарі збільшується.

За наведеними на рис. 4.5 даними дотичні напруження у породних шарах безпосередньої покрівлі потужністю $4,9 \text{ м}$ не змінюється в умовах заданої опірності кріплення робочого простору лави. Необхідно зазначити, що уповільнення та відсутність вертикальної тріщинуватості порід покрівлі має місце при швидкості посування вибою $3,0 \text{ м/доб}$ та більше. Для запобігання обвалень порід у робочий простір лави при швидкості посування вибою $2,0 \text{ м/доб}$ швидкість подачі комбайна не повинна перевищувати $1,0 \text{ м/хв}$.

Зміщення порід основної покрівлі при веденні очисних робіт по периметру лави зображені ізолініями на рис. 4.6.

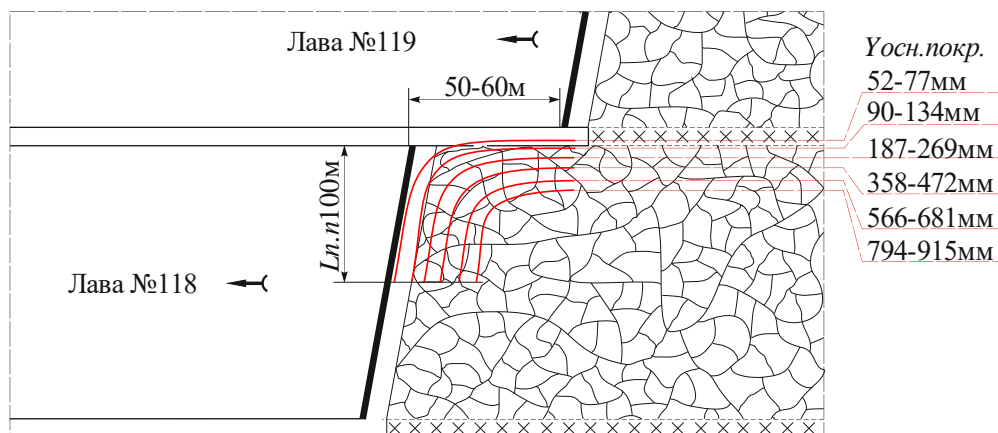


Рисунок 4.6. – Ізолінії зміщення породних шарів основної покрівлі на прикладі видобувної ділянки шахти «Степова» ДП «Львіввугілля»

Аналізуючи результати розрахунку зміщень, які виконані з урахуванням гірничо-геологічних умов та технологічних параметрів ведення очисних робіт у просторі та часі, можна зазначити, що за даних умов адаптивність і керованість геомеханічною ситуацією на видобувній ділянці при видобутку вугільного пласта спареними лавами забезпечується з утриманням відстані між очисними вибоями у діапазоні 50 – 60 м.

4.3. Організаційно-технічні чинники, що впливають на інтенсифікацію гірничих робіт при роботі спарених лав

При впровадженні стовпової системи розробки спареними лавами виникає низка організаційно-технічних чинників, що обумовлюють безпеку та аварійність ведення очисних робіт і скорочують область її застосування [5]. Їх необхідно враховувати при виборі технологічних параметрів ведення очисних робіт спареними лавами, пов'язаних з вибором механізованого кріплення очисного вибою, сполучень лави з штреками, додаткового кріплення штреку у зоні впливу опорного тиску та режимів провітрювання лав з урахуванням газодинамічної ситуації. Встановлення адаптивних параметрів кріплення очисних і підготовчих виробок ділянки та схеми

провітрювання спарених лав забезпечує можливість ефективного ведення очисних робіт з урахуванням гірничо-геологічних умов [6].

Аналізуючи заходи управління газодинамічними процесами при веденні робіт у спарених лавах на надкатегорійній по газу шахті «Степова» ДП «Львіввугілля» від 22 – 25 м³/т до 40 м³/т) з використанням активних елементів додаткового аеродинамічного опору вентиляційної системи та відсмоктування рудникового повітря, насиченого метаном, з виробленого простору лав за допомогою вентиляційної труби діаметром 230 мм з гофрованими частинами довжиною 60 – 70 м, патрубка та газовсмоктувальної установки ВМЦГ-7М необхідно зазначити стабільність газодинамічної ситуації при веденні очисних робіт у лавах [7].

Подача підсвіжуючого вентиляційного струменя у збірний конвеєрний штрек №119 для провітрювання верхньої лави №119, з урахуванням посування випередження нижньої лави вибою, погашення збірного конвеєрного штреку №119 на відстань не менше 5 м забезпечує розбавлення газу метану у вентиляційному струмені до концентрацій 0 – 0,4 %. Технологічна схема провітрювання очисних вибоїв наведена на рис.4.7.

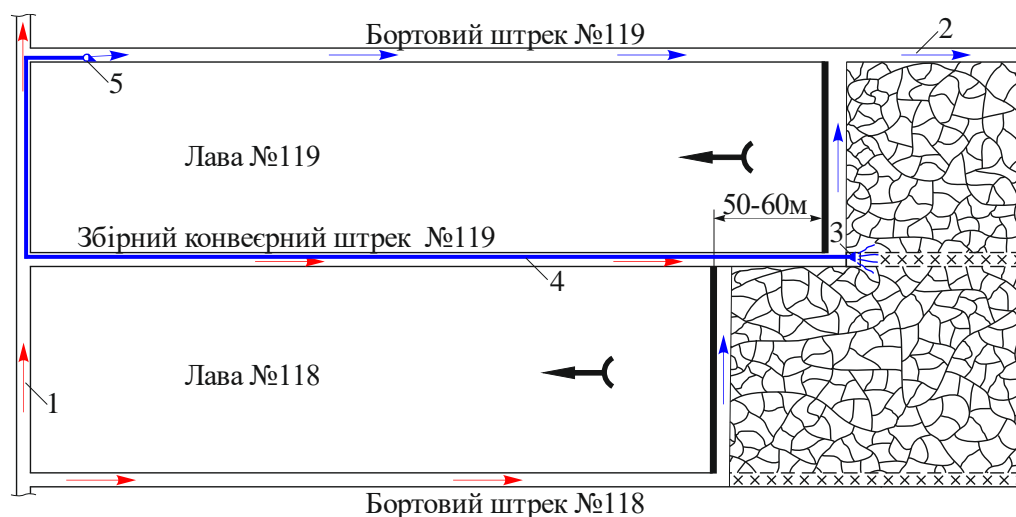


Рисунок 4.7 – Схема провітрювання видобувної дільниці спарених лав при дегазації виробленого простору: 1 – свіжий вентиляційний струмінь; 2 – вихідний вентиляційний струмінь; 3 – патрубок; 4 – гофрована частина дегазаційного трубопроводу (60 – 70 м); 5 – газовсмоктувальна установка ВМЦГ-7М

Роботи у вибоях погашення бортового штреку №118 і збірною конвеєрною №119 ведуться в безпосередній близькості до вибухонебезпечного газового середовища. Газова безпека при погашенні тупикових частин цих виробок, розташованих на сполученнях лав, забезпечується безперебійною роботою дегазаційної системи з установкою ВМЦГ-7М, а також здійснюється поточний контроль за концентрацією метану у тупиках погашення та на сполученнях лав з підготовчими виробками.

Ізольоване відведення метану у спарених лавах №118 і №119 виконується згідно розробленої документації: «Проект ізольованого відводу метану з виробленого простору видобувної ділянки спарених лав №118 та №119 у вихідний струмінь західного конвеєрного квершлягу пл. п₇^н по жорсткому металевому трубопроводу за допомогою установки ВМЦГ-7М».

Комплексна механізація ведення очисних робіт має низку технологічних процесів, які потребують впровадження важкої ручної праці. Така трудомісткість ручної праці при обслуговуванні сполучення спарених лав №118 і №119 зі збірним конвеєрним штреком досягає 48 %, крім того час на обслуговування сполучення у видобувній зміні може сягати до 27 %. Наявність важкої праці та геомеханічна ситуація, що обумовлюється станом системи конструкції та породного масиву при зміні технологічних параметрів, часу та простору, призводить до збільшення травмонебезпечності на цьому об'єкті. Згідно статистики шахти за останні 20 років 46 % нещасних випадків припало на сполучення лав з підготовчими виробками.

На шахті «Степова» не використовують заводські типи кріплень сполучень, бо кріплення доволі громіздке і має негнучку адаптивність силової характеристики при управлінні породами покрівлі третьої та четвертої категорії стійкості. Сполучення спарених лав зі збірним конвеєрним штреком кріпиться індивідуальним рамним кріпленням, яке складається з трьох металічних профілів СВП довжиною $L = 3,0$ м, які з'єднані внапуск за допомогою замків довжиною 0,4 м і подовжених хомутів кріпляться до дерев'яних брусів довжиною 2,2 м та гідравлічних (металічних) стояків на ділянці між конвеєром і вибоєм лави. На 10 – 12 рам, при кроці установки арочних рам 1,24 м, в напрямку посування очисного вибою встановлюються гідравлічні (металічні) стояки 2СУГМ, замінюючи дерев'яні. Це

пов'язано з результатами виконаного розрахунку НДС порід лави в опорній зоні; розташування максимуму тиску зони змінюється в діапазоні 8 – 11 м під впливом швидкості посування очисного вибою та відстані між спареними лавами (рис.4.2, 4.4а). Як підтримуюче та захисне кріплення на сполученні лави з штреком використовуються дерев'яні костри та два ряди органки з дерев'яних стояків.

Підсилення арочного кріплення у зоні динамічного тиску опорної зони, на відстані 28 – 30 м попереду очисного вибою, здійснюється дерев'яними стояками під брус довжиною 3,5 м під кожен раму арочного кріплення штреку. У міру посування вибою лави і сполучення, кріплення за приводом конвеєра лав оновлюється. Згідно з розрахунком геомеханічної моделі, за сполученням штреку, що знаходиться у виробленому просторі лав, на довжину зависання консолі породного шару основної покрівлі 18 – 21 м арочне кріплення посилюється додатковим стояком.

Для охорони штреку, враховуючи гірничо-геологічні умови та вплив очисних робіт, запропоновано проводити берму безпеки попереду очисного вибою довжиною 1,8 – 3,0 м і глибиною 0,3 – 0,6 м, кріплення берми безпеки складають спарені рами з брусів довжиною 3,2 м.

У виробленому просторі лави охорона збірного конвеєрного штреку забезпечується викладанням кострів з круглого лісу діаметром 0,14 – 0,16 м через 1,6 м, а у перших рядах індивідуального кріплення пробивається двох рядна органка. Відставання кострів від вибою мінімальне – 2,8 – 3,6 м. Встановлено, що згідно посадки нижнього шару порід основної покрівлі (рис.4.2) за умов зависання породної консолі, максимальна відстань становить 4,4 – 4,9 м (рис. 4.8).

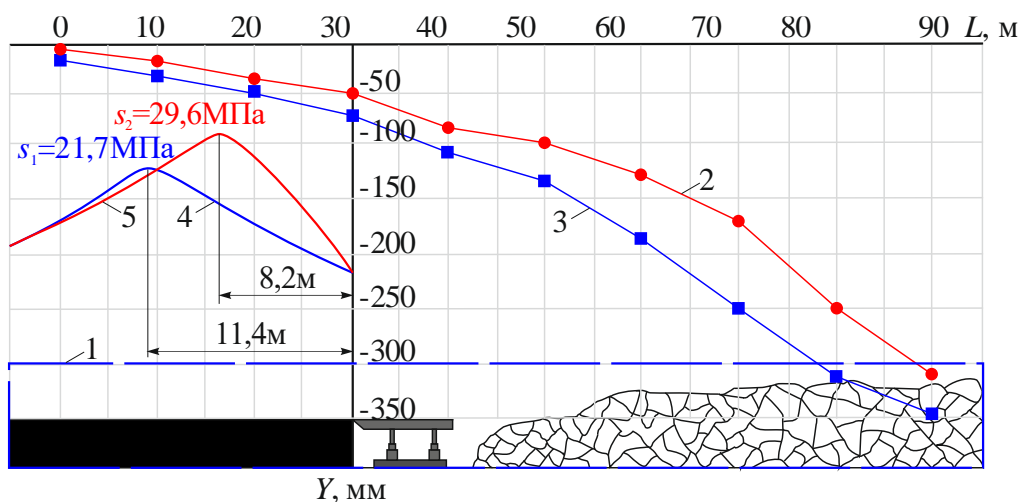


Рисунок 4.8 – Фізичні та геометричні параметри формування зон опорної зони на рівні породних шарів безпосередньої покрівлі при швидкості посування очисного вибою 4 м/доб (4) 5 м/доб (5) та зміщення породних шарів на контурі збірною конвеєрного штреку №119 при швидкості посування очисного вибою 4 м/доб (3); 5 м/доб (2)

Обґрунтованість, з точки зору геомеханічного фактора, паспорту кріплення сполучення спарених лав № 118 і № 119 з збірним конвеєрним штреком № 119 забезпечує зниження ризику виникнення аварійної ситуації та травматизму при геодинамічних та газодинамічних явищах.

4.4 Технологія ведення гірничих робіт при роботі спарених лав

На основі проведених досліджень, аналізу гірничо-геологічних умов і оцінки застосування стовпової системи розробки вугільного пласта спареними лавами було розроблено рекомендації щодо відпрацювання запасів вугілля спареними лавами. Виконані натурні та аналітичні дослідження напружено-деформованого стану порід надвугільної товщі пласта n^7_{H} «Сокальський» в умовах шахти «Степова» Львівсько-Волинського басейну показали, що навколо видобувної ділянки при роботі спарених лав характер розповсюдження зони нестабільної геомеханічної ситуації значною мірою залежить від технологічних параметрів ведення процесу видобутку. До цих параметрів слід віднести відстань між очисними вибоями, швидкість посування очисних вибоїв, швидкість подачі очисного комбайна та опір кріплення. Відстань між очисними вибоями спарених лав впливає на умови підтримки збірною конвеєрного штреку на ділянці, розташованої між лавами. Підтримка раціональної відстані між очисними вибоями лав у діапазоні 50 – 60 м покращує умови підтримки штреку на сполученні з лавами, а з іншого боку впливає на формування опорних зон очисних вибоїв, формуючи зони порушення щільності породних шарів покрівлі [8], [9].

Швидкість посування очисних вибоїв обумовлює величину зміщення, розшарування породних шарів безпосередньої, основної покрівлі та ступінь порушення порід над привибійним простором. Зв'язок між порушенням щільності породних шарів надвугільного масиву та швидкості посування очисного вибою лави

є прямопропорційним [10]. При збільшенні швидкості посування очисного вибою вірогідність порушення щільності порід покрівлі, виникнення обвалень та посадка механізованого кріплення на «жорстко» зменшується. Обернено залежність спостерігається між швидкістю подачі очисного комбайна та станом породних шарів покрівлі. Зі збільшенням швидкості подачі виїмкової машини зростають дотичні напруження у породних шарах безпосередньої покрівлі, що призводить до виникнення вертикальної тріщинуватості. Вплив опору кріплення на величину дотичних навантажень, за даних умов, незначний [11].

У міру переміщення очисного вибою лави має місце періодичність опускання порід покрівлі, який викликає суттєві зміни у наявності та формуванні дотичних напружень у породних шарах покрівлі. Це явище призводить до змін у щільності порід, після їх прогину і розшарування формується вертикальна тріщинуватість шарів. Згідно результатів дисертаційних досліджень періодичність опускання породного шару основної покрівлі, пісковіку потужністю 11 м формує розшарування шару покрівлі на три породних шари потужністю: нижній – 5,2 м, середній – 3 м, верхній – 2,8 м. Періодичність формування пачок породних шарів основної покрівлі відбувається через 9 – 16 м, що відповідає 11 – 20 циклам при ширині захвату очисного комбайна 0,8 м. Навантаження, при інтенсивних зміщеннях нижньої пачки порід основної покрівлі, на породи аргіліту безпосередньої покрівлі змінюються у діапазоні 316 – 469 тс/м² та залежать від швидкості посування очисного вибою. Збільшення швидкості посування вибою лави призводить до зменшення навантаження. Так, при посуванні очисного вибою лави №118 зі швидкістю 4,2 м/доб та 3,4 м/доб навантаження на кріплення зростає в 1,6 рази.

На основі отриманих результатів досліджень технологічного процесу видобутку кам'яновугільного пласта n^7_n спареними лавами № 118 і № 119 розроблено рекомендації до ведення очисних робіт з урахуванням геологічних умов, технологічних параметрів та геомеханічної ситуації:

– відстань між спареними очисними вибоями лав № 118 і №119 слід прийняти у діапазоні 50 – 60 м і утримувати його при посуванні вибоїв лав у рекомендованому діапазоні до кінця виймання вугільного стовпа;

– швидкість посування очисних вибоїв повинна бути у діапазоні 4,0 – 5,0 м/доб.

При мінімальній швидкості посування вибою лав 3,0 м/доб очисний комбайн РКУ-10 за добу, при ширині захвату 0,8 м, повинен виймати 3,8 смуг вугілля;

– при обґрунтованій довжині лав № 118 – 180 м і № 119 – 200 м і відстані між ними менше 50 м та збільшенні швидкості посування очисних вибоїв 4,0 – 5,0 м/доб спостерігається зміщення максимуму опорного тиску у бік очисного вибою та зростання його 1,2-1,5 рази, що призводить до критичних дотичних навантажень у привибійному просторі лави з ризиком виникнення обвалень;

– за нормальних умовах виймання вугільного пласта впродовж п'яти циклів після посадки безпосередньої покрівлі, при швидкості посування очисного вибою 4,0 м/доб та швидкості подачі очисного комбайна 2,0 м/хв, в умовах зростання критичних навантажень у породах покрівлі при вийманні шостої смуги та наступної аж до чергової посадки безпосередньої покрівлі, швидкість подачі комбайна не повинна бути більше 2,0 м/хв;

– при швидкості посування очисного вибою лави 2 м/доб опір секції кріплення не повинен перевищувати 18,4 тс/м², при критичних навантаженнях – зростає до 27,5 тс/м². Оскільки критичні навантаження у породах покрівлі періодично повторюються, опір секції кріплення не повинен перевищувати 32,1 тс/м². Впроваджені механізовані комплекси у спарених лавах №118 і №119 з механізованим кріпленням ДМ відповідають заявленим силовим характеристикам;

– при швидкості посування очисного вибою менше 3,0 м/доб швидкість подачі очисного комбайна треба приймати у діапазоні 1,8 – 2,4 м/хв;

– для ліквідації негативних геодинамічних явищ у породах покрівлі при зменшенні швидкості до 2,6 м/доб або простоях тривалістю до 8 год і більше очисні вибої слід розташувати під кутом 20 – 26⁰ до осі виїмкового штреку (рис.4.9).

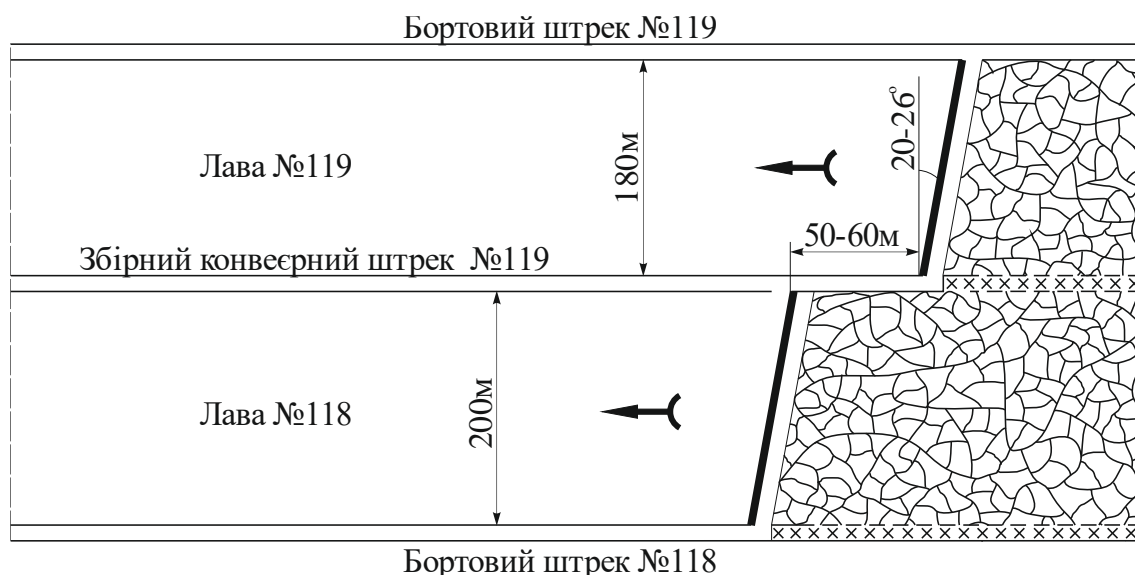


Рисунок 4.9 – Розташування очисних вибоїв спарених лав просторі відносно осі виїмкових штреків

При експлуатації комплексу особливу увагу необхідно приділяти дотриманню прямолінійності очисного вибою. Згин лінії вибою призводить до передчасного зносу риштаків та ланцюга конвеєра. Якщо спостерігається зсування лавного обладнання до низу або переміщення його до верху, то необхідно розвернути конвеєр по лаві; якщо конвеєр виходить на конвеєрний штрек, то необхідно нижню частину його пересунути, не пересуваючи верхньої частини і, навпаки, якщо конвеєр виходить до верху, то необхідно пересунути верхню частину, не пересуваючи нижньої. При цьому постав конвеєра повинен залишатися прямолінійним.

Зі збільшенням швидкості просування очисних вибоїв зростає негативний вплив гірського тиску на кріплення підготовчих штреків та захисних споруд. Виходячи з сучасної ситуації ведення очисних робіт підтримка підготовчих виробок у часі та просторі потребує рішень, пов'язаних з адаптацією технологічних рішень до гірничо-геологічних умов. Дослідження цієї проблеми показали, що умови збереження виїмкових штреків на час їх експлуатації залежать від зменшення перерізу підтримки або погашення штреку слідом за лавою, впровадження тимчасового кріплення підсилення стаціонарного кріплення виробки в зонах підвищеного гірського тиску та охоронних конструкцій сучасних розробок і схем їх установлення [12], [13].

За фактором впливу гірського тиску на кріплення підготовчих виробок встановлюються місце закладання виробки, параметри зони навантажень і деформацій, які обумовлені геометричними та фізичними показниками опорної зони попереду очисного вибою і породними консолями зависання шарів покрівлі у привибійному просторі лави [14]. Основне навантаження на аорчне кріплення формують розшаровані шари порід, що з часом під дією дотичних навантажень та критичного моменту при згині формують вертикальну тріщинуватість і обвалення порід [15].

Згідно результатів розрахунку НДС порід, що вміщують виробки видобувної діляниці спарених лав, для уникнення ризиків появи геодинамічних та газодинамічних явищ при веденні очисних робіт у лавах №118 і №119, при дотриманні інших технологічних параметрів, середня добова швидкість посування очисних вибоїв повинна бути у діапазоні 4,0 – 5,0 м/доб при дотриманні відстані між вибоями лав 50 – 60 м.

Аналізу впровадженого на шахті «Степова» кріплення діляничних підготовчих штреків впливає, що воно задовольняє стійкість виробок; виникнення геодинамічних явищ спостерігалось при неправильному виборі місця закладання підготовчої виробки або при активній дії очисних робіт при відхиленні від вибраних технологічних параметрів та вихід лави у зони ПГТ. На шахті «Степова» при веденні очисних робіт спареними лавами широко впроваджується технологія погашення виїмкових штреків слідом за посуванням лав.

При спарених лавах в умовах відробки вугільного пласта n^7_n зонами аномального тиску на збірний конвеєрний штрек № 119 є опорна зона, що утворюється перед очисним вибоєм у масиві та змінює свої параметри під впливом руху вибою у просторі та часі. У виробленому просторі лави за робочим простором лави формуються породні консолі шарів покрівлі. В цій зоні відстань зависання активно впливає на стійкість кріплення підготовчої виробки. Ці зони, відповідно до виконаних досліджень для збірного конвеєрного штреку № 119, формуються на відстані 21 – 30 м від очисного вибою, між лавами – на відстані 50 – 60 м, на сполученні вибоїв лав зі штреком та у виробленому просторі – на відстані 5 – 24 м від робочого простору лав згідно зависання безпосередньої та основної покрівлі.

Кріплення сполучення лав здійснюється одним рядом спарених і двома рядами потрійних брусів, під які встановлюються гідравлічні або дерев'яні стояки. Для підсилення кріплення на сполученні викладаються «костри». Під перші два ряди від секції постійного кріплення до рівня заднього стояка секції пробивається органне кріплення. Щільність органного кріплення – 5,0 ст/м. Діаметр дерев'яних стояків для кріплення сполучення і пробиття органки – не менше 0,16 м. Довжина брусів у рамках постійного і в тимчасовому переставному кріпленні – 3,0 м.

Для встановлення бруса на бермі вручну розбирається уступ шириною не менше 0,5 м і довжиною не менше 1,5 м. Перед двома наступними вирубками комбайна запас берми повинен бути не менше 1,5 м. Після двох вирубок комбайна брус на бермі повинен випереджати вибій лави не менше як на 0,3 м (мінімальний запас).

З боку штреку в простір розробленого уступу між рамами аркового кріплення штреку заводять новий брус. Брус встановлюється паралельно до раніше встановленого бруса зі зміщенням брусів між собою на $1/2$ довжини. Брус притискається до покрівлі гідростояками типу 2 СУГМ. Для створення простору між брусом і породами покрівлі пласта, в який будуть заводитися дошки, на брус не менше як в двох точках укладаються відрізки дошок довжиною 0,2 – 0,3 м, створюючи зазор між брусом і покрівлею берми не менше 0,04 м. Перший брус в бермі встановлюється на відстані 0,1 м від аркового кріплення.

У місцях, де будуть встановлюватися постійні стояки, пробиваються дерев'яні стояки. Відстань між рядами стояків – 1,26 м. У просторі між рядом органного кріплення та стояками аркового кріплення штреку викладається «костер». Відставання «костра» від заднього стояка секції не більше 2,1 м. Після знімання смуги вугілля, паралельно до встановлених постійних брусів, встановлюються нові (переставні) бруси, при цьому один їх кінець знаходиться від вибою не далі 0,1 м. Тимчасовий переставний брус закріплюється не менше як трьома стояками 2СУГМ, при цьому один з них встановлюється під кінець бруса біля вибою. Встановлення та кріплення брусів виконують троє робітників. Двоє робітників підіймають та підтримують брус, а третій встановлює та розпирає гідростояк. Після розпору бруса гідростояком під нього пробиваються дерев'яні стояки або встановлюються

гідростояки. Після знімання другої смуги вугілля переставні бруси переносяться до вибою у послідовності – від секції до штреку. Після двох вирубок переставні бруси стають постійним кріпленням і під них пробиваються дерев'яні стояки, біля вибою під їх кінці встановлюються гідростояки.

Покрівля на сполученні лави перетягується дошкою товщиною не менше 0,03 м. Дошки укладаються на перший брус берми і на опущене перекриття перетягнутої крайньої секції, після чого секція розпирається, а дошки притискаються до покрівлі тимчасовими або постійними брусами. У випадку, якщо крайня секція була перетягнута «наперед» (конвеєр лави не пересунутий до вибою), то укладання дошок здійснюється на два бруси: на перший брус берми і на перший від секції брус. У міру посування лави задні гідростояки в рамках кріплення сполучення замінюються на дерев'яні.

Для підсилення аркового кріплення штреку по центру виробки пробивається один ряд дерев'яних стояків діаметром 0,18 – 0,2 м (ремонтини) або встановлюються гідравлічні стояки типу 2ГСК-17. Ремонтини встановлюють під кожний верхняк рами аркового кріплення. Підсилююче кріплення штреку випереджає лаву не менше ніж на 30 м.

Навпроти вікна лави над привідною головкою конвеєра СП-26У встановлюється другий ряд підсилюючого кріплення із двотаврової балки і гідравлічних або дерев'яних стояків діаметром 0,18 м. Двотаврова балка підсилення кріплення штреку армується двома дерев'яними брусами 0,08 м × 0,2 м × 6,0 м. Дерев'яні бруси скріплені з двотавром металевими шпильками М16.

Для забезпечення безконсольного підсилюючого кріплення на час перенесення підсилюючого кріплення із двотаврової балки навпроти вікна лави встановлюється додатковий брус під стояки 2ГСК-17. Після пересування двотаврової балки на нове місце допоміжний тимчасовий брус може зніматися.

Для пересування двотаврової балки довжиною 6,0 м на рамках кріплення АКП навішують розтяжки із ланцюга СП-18×64-С. Відрізки ланцюга СП з'єднуються між собою з'єднувальною ланкою з болтом М20×80, кінці ланцюга закріплюють на замках рам аркового кріплення. Кількість розтяжок, на яких лежить двотаврова балка, повинна бути не менше трьох. Двотаврова балка після прибирання з-під неї

гідравлічних стояків вручну пересувається по розтяжках із ланцюга. На час пересування двотаврової балки конвеєр СП-250.11 та конвеєр СП-250.12 вимикаються.

Встановлення додаткового бруса на час перенесення балки (дерев'яний брус під стояки 2ГСК-17) виконують троє робітників.. Після того, як брус буде притиснутий гідравлічним стояком до верхняків, під нього встановлюються інші гідравлічні стояки. Для попередження падіння гідравлічні стояки прив'язують до брусів (двотаврової балки) або верхняків рам аркового кріплення дротом. Гідравлічний стояк обов'язково повинен встановлюватися на зачищену від штибу підосху виробки.

Перед пересуванням привідної головки лавного конвеєра знімаються стояк аркового кріплення з боку вибою лави, стояки підсилюючого кріплення штреку і стояки кріплення сполучення, які будуть заважати при пересуванні конвеєра. Гідравлічний стояк підсилюючого кріплення знімається безпосередньо перед пересуванням головки конвеєра. Стояк знімається тільки після того, як буде розперта двотаврова балка. Стояки, які притискають двотаврову балку до верхняків рам аркового кріплення, повинні бути встановлені з обох боків привідної головки. Кількість стояків аркового кріплення, які знімаються на час пересування конвеєра, повинна бути мінімальною – забезпечувати тільки один цикл пересування конвеєра. Після зняття стояка аркового кріплення замість нього встановлюється відрізок спецпрофілю СВП-22, який з'єднується з верхняком арки двома скобами М-24 та утримує від обвалення породи покрівлі в місці знятого стояка. Відслоненні ділянки покрівлі в боках виробки затягуються дошкою.

Слідом за посуванням лави на штреку повністю відновлюється аркове кріплення: встановлюється стояк, відсутні скоби з'єднання, міжрамна стяжна планка. Для підсилення аркового кріплення штреку по центру виробки в її тупиковій частині пробиваються дерев'яні стояки. На відстані не більше 6,0 м від заднього стояка секції погашається тупикова частина штреку.

Схема кріплення лави на сполученні зі збірним конвеєрним штреком №119, зон впливу опорного тиску очисного вибою та консолі зависання порід покрівлі за призабійним простором лави наведена на рис. 4.10.

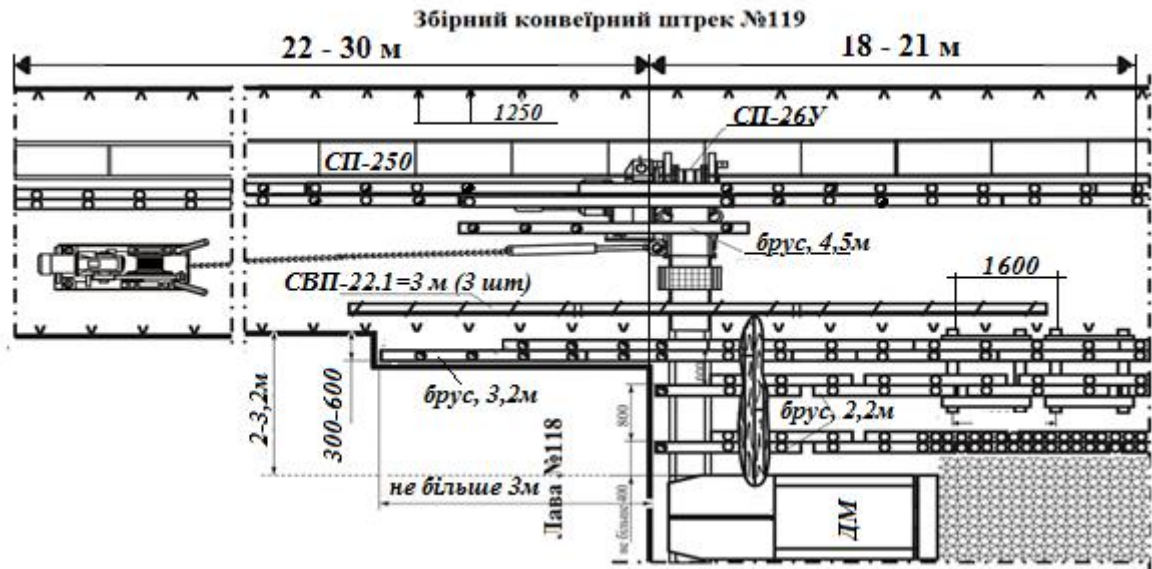


Рисунок 4.10 – Схема кріплення лави на сполученні зі збірними конвеєрним штреком № 119 в зоні впливу опорного тиску очисного вибою та консолі зависання порід покрівлі за привибійним простором лави

Кріплення посилення призначене для збереження і підтримання стаціонарного аrochenого кріплення підготовчої виробки у робочому стані на час перекріплення на сполученні і забезпечення додаткового опору динамічним навантаженням.

4.5. Економічна оцінка прийнятих рішень

Економічна ефективність запропонованих технічних рішень розраховувалась на основі порівняльного аналізу стовпових систем розробки ділянки вугільного родовища при відпрацюванні його одиночними та спареними лавами. В загальному значенні економічний ефект можна виразити функцією:

$$E = f(C, B, Z),$$

де C – витрати на проведення підготовчих виробок, тис. грн;

B – економічний ефект від реалізації видобутого вугілля, тис. грн;

Z – витрати на підтримання підготовчих виробок, тис. грн.

При відпрацюванні вугільного пласта спареними лавами економічний ефект, відповідно до прийнятої технології ведення очисних робіт (рис.4.11) визначається за формулою:

$$E^1 = (C_1^1 + C_2^1 + B_1^1 + B_2^1 + C_3^1 + Z_1^1), \text{ тис. грн,}$$

де C_1^1, C_2^1, C_3^1 – витрати на проведення бортового штреку №1, збірного конвеєрного №1 та бортового штреку №2, тис. грн;

B_1^1, B_2^1 – економічний ефект від реалізації видобутого вугілля з лав №1 та №2, тис. грн;

Z_1^1 – витрати на підтримання бортового штреку №1, тис. грн.

Витрати на проведення бортового штреку №1, збірного конвеєрного №1 та бортового штреку №2 і економічний ефект від реалізації видобутого вугілля визначаються виразами:

$$C_1^1, C_2^1, C_3^1 = Vr_m, \text{ тис. грн;}$$

$$B_1^1 = B_2^1 = Q_y \Pi, \text{ тис. грн,}$$

де V – обсяг робіт з проведення бортового штреку №1, збірного конвеєрного №1 та бортового штреку №2, м;

r_m – собівартість проведення 1 м відповідно бортового штреку №1, збірного конвеєрного №1 та бортового штреку №2;

Q_y – видобуток вугілля з однієї очисної лави, т;

Π – числове значення прибутку, яке визначається різницею оптової ціни реалізації та собівартості тонни вугілля, тис. грн.

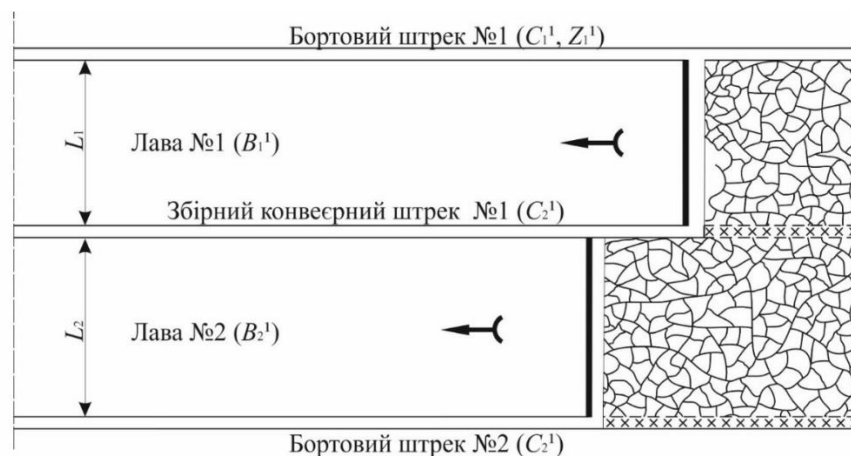


Рисунок 4.11 – Стовпова система розробки вугільного пласта спареними лавами

При відпрацюванні вугільного пласта двома лавами рознесеними у просторі, економічний ефект, відповідно до прийнятої технології ведення очисних робіт (рис.4.13) визначається за формулою:

$$E^2 = (C_1^2 + C_2^2 + C_3^2 + C_4^2 + B_1^2 + B_2^2 + Z_1^2 + Z_2^2), \text{ тис. грн,}$$

де $C_1^2, C_2^2, C_3^2, C_4^2$ – витрати на проведення бортового штреку №1, збірною конвеєрного №1, бортового штреку №2 та збірною конвеєрного №2, тис. грн;

B_1^2, B_2^2 – економічний ефект від реалізації видобутого вугілля з лав №1 та №2, тис. грн;

Z_1^2, Z_2^2 – витрати на підтримання бортового штреку №1 та бортового штреку №2, тис. грн.

Витрати на проведення бортового штреку №1, збірною конвеєрного №1, бортового штреку №2, збірною конвеєрного №2 та економічний ефект від реалізації видобутого вугілля визначаються виразами:

$$C_1^2, C_2^2, C_3^2, C_4^2 = Vr_m, \text{ тис. грн;}$$

$$B_1^2 = B_2^2 = Q_y C, \text{ тис. грн.}$$

де V – обсяг робіт з проведення бортового штреку №1, збірною конвеєрного №1, бортового штреку №2 та збірною конвеєрного №2, м;

r_m – собівартість проведення 1 м відповідно бортового штреку №1, збірною конвеєрного №1, бортового штреку №2 та збірною конвеєрного №2;

Q_y – видобуток вугілля з однієї очисної лави, т;

C – числове значення прибутку, яке визначається різницею оптової ціни реалізації та собівартості тонни вугілля, тис. грн.

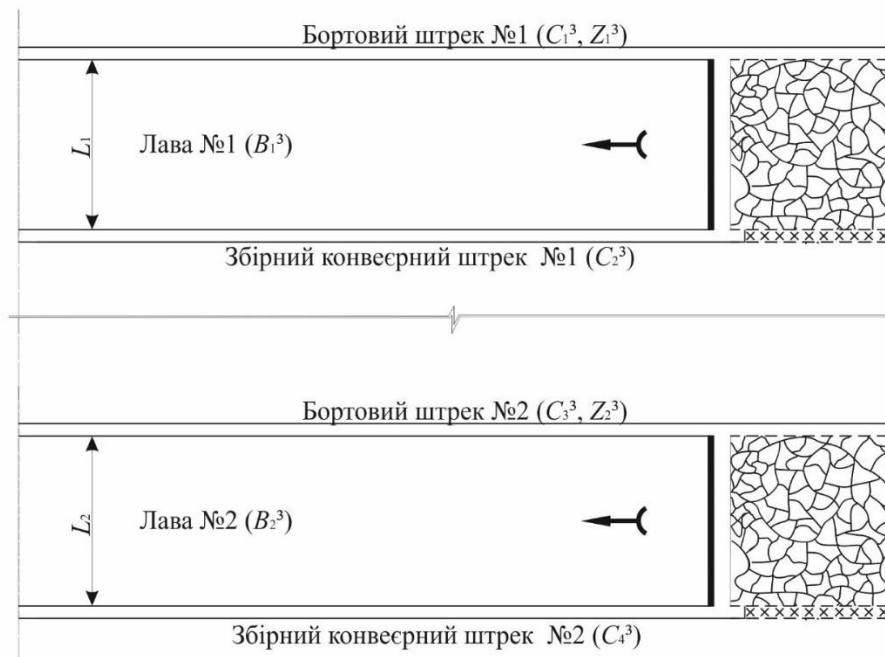


Рисунок 4.12 – Ствопова система розробки вугільного пласта одиночними лавами, рознесеними у просторі

Іншим варіантом щодо забезпечення продуктивності очисних вибоїв, як при роботі спарених, є також відпрацювання вугільного пласта одиночними лавами, рознесеними у просторі, з погашенням усіх підготовчих вибоїв (рис. 4.13). Тому економічний ефект визначається за формулою:

$$E^3 = (C_1^3 + C_2^3 + C_3^3 + C_4^3 + B_1^3 + B_2^3 + Z_1^3 + Z_2^3 + Z_1^3 + Z_2^3), \text{ тис. грн,}$$

де $C_1^3, C_2^3, C_3^3, C_4^3$ – витрати на проведення бортового штреку №1, збірною конвеєрного №1, бортового штреку №2 та збірною конвеєрного №2, тис. грн;

B_1^3, B_2^3 – економічний ефект від реалізації видобутого вугілля з лав №1 та №2, тис. грн;

Z_1^3, Z_2^3 – витрати на підтримання бортового штреку №1 та бортового штреку №2, тис. грн.

Витрати на проведення бортового штреку №1, збірною конвеєрного №1, бортового штреку №2, збірною конвеєрного №2 та економічний ефект від реалізації видобутого вугілля визначається виразом:

$$C_1^3, C_2^3, C_3^3, C_4^3 = Vr_m, \text{ тис. грн;}$$

$$B_1^3 = B_2^3 = Q_y C, \text{ тис. грн.}$$

де V – обсяг робіт з проведення бортового штреку №1, збірною конвеєрною №1, бортового штреку №2 та збірною конвеєрною №2, м;

r_m – собівартість проведення 1 м бортового штреку №1, збірною конвеєрною №1, бортового штреку №2 та збірною конвеєрною №2

Q_y – видобуток вугілля з однієї очисної лави, т;

C – числове значення прибутку, яке визначається різницею оптової ціни реалізації та собівартості тонни вугілля, тис. грн.

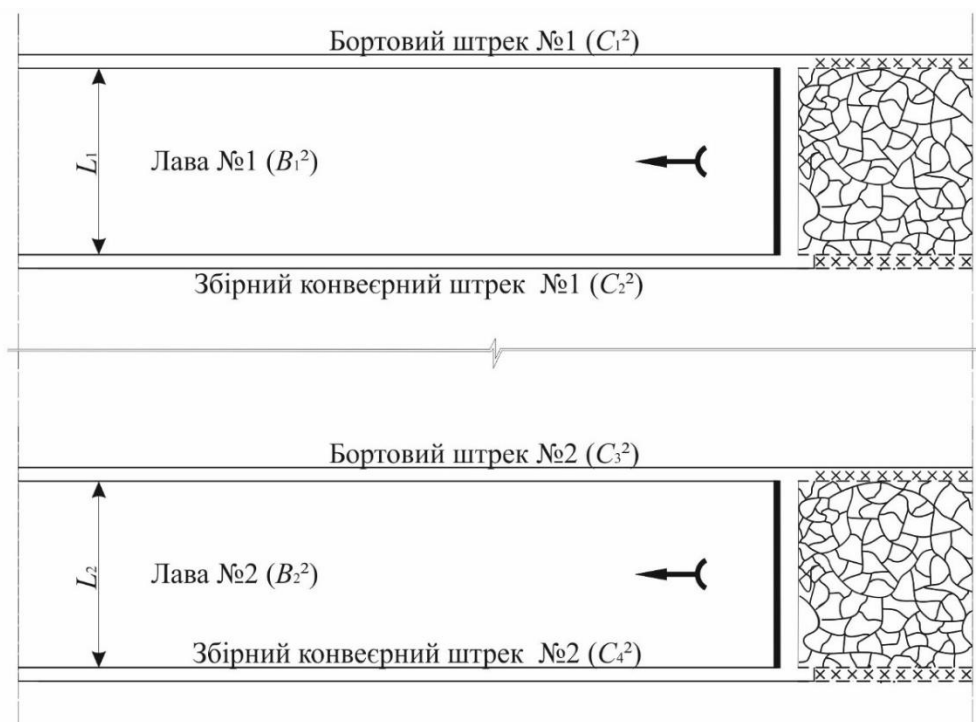


Рисунок 4.13 – Стовпова система розробки вугільного пласта одиночними лавами, рознесеними у просторі з погашенням підготовчих виробок

Економічна оцінка прийнятих технологічних рішень наведена у табл.4.1.

Таблиця 4.1 – Економічна оцінка запропонованих рішень

№ п/п системи розробки	Вартість проведення підготовчої виробки, (C_i), тис. грн			
	Бортовий штрек №1, (C_1)	Збірний конвеєрний штрек №1, (C_2),	Бортовий штрек №2, (C_3),	Збірний конвеєрний штрек №2, (C_4),
Рис.4.12 (Запропонований варіант)	8400	8400	8400	×
Рис.4.13	8400	8400	8400	8400

Рис.4.14	8400	8400	8400	8400
№ п/п системи розробки	Витрати на підтримання підготовчих виробок, (Z_i), тис. грн			
	Бортовий штрек №1, (Z_1)	Збірний конвеєрний штрек №1, (Z_2),	Бортовий штрек №2, (Z_3),	Збірний конвеєрний штрек №2, (Z_4),
Рис.4.12 (Запропонований варіант)	×	×	1440	×
Рис.4.13	×	1440	×	1440
Рис.4.14	×	×	×	×

Продовження табл.4.1

№ п/п системи розробки	Економічний ефект від реалізації видобутого вугілля з лав, (Bi), тис. грн	
	Лава №1, (B ₁)	Лава №2, (B ₂)
Рис.4.12 (Запропонований варіант)	250043,00	270317,00
Рис.4.13	182597,00	197402,00
Рис.4.14	230302,00	248976,00
№ п/п системи розробки	Економічний ефект, (E), тис. грн	
Рис.4.12 (Запропонований варіант)	520360,00	
Рис.4.13	+140360,00	
Рис.4.14	+41081,00	

Для визначення економічного ефекту прийняті такі основні параметри виїмкової дільниці: довжина лав (185 м, 200 м), довжина виїмального стовпа (1200 м), потужність вугільного пласта (0,95 м), щільність вугілля (1,56 т/м³).

З аналізу даних таблиці 4.1 можна зробити наступні висновки:

– при стовповій системі розробки вугільного пласта спареними лавами вартість проведення підготовчих виробок порівняно з розробкою одиночними лавами, рознесеними у просторі, зменшується на 25 %;

– витрати на підтримання підготовчих виробок при стовповій системі розробки вугільного пласта спареними лавами порівняно з розробкою одиночними лавами, рознесеними у просторі, з погашенням двох підготовчих зменшується на 50 %;

– економічний ефект при роботі спарених лав порівняно з одиночними при погашенні двох підготовчих складає +140,0 млн грн, при погашенні усіх підготовчих виробок + 41,0 млн грн.

4.6. Висновки до розділу

1. Обґрунтованість геомеханічної ситуації при веденні очисних робіт спареними лавами на шахті «Степова» з урахуванням гірничо-геологічних умов та

технологічних параметрів дозволяє забезпечити зниження ризиків аварійності та рівень травматизму.

Визначення впливу геодинамічного фактора за геомеханічною ситуацією в породах покрівлі дозволяє встановити раціональні величини посування очисних вибоїв спарених лав у межах 4 – 5 м/доб та відстані між очисними вибоями у діапазоні 50 – 60 м.

Розроблена та перевірена схема провітрювання очисних, підготовчих виробок видобувної ділянки та засоби дегазації при веденні очисних робіт за газодинамічним фактором задовольняють рівень безпеки гірничих робіт при роботі спарених лавах на надкатегорійних шахтах.

Обґрунтовано кріплення сполучень лав зі збірним конвеєрним штреком з урахуванням змін фізичних і геометричних параметрів опорних зон на рівні породних шарів безпосередньої та основної покрівлі породах покрівлі та їх консолей зависання у виробленому просторі з урахуванням часу

За результатами експериментальних та аналітичних досліджень обґрунтовано технологічні параметри ведення очисних робіт в умовах вугільного пласта n_7^H . Розроблено рекомендації до паспортів охорони і підтримки виїмкових штреків у нестійких породах «Львівсько-Волинського» басейну, що дозволило обґрунтувати застосування конструкцій і схем установаження комбінованих способів тимчасового кріплення й охорони підготовчих виробок виїмкової ділянки на сполученні штреку і лави у лавовій зоні сполучення, виробленому просторі лави у зоні дії консолей зависання породних шарів покрівлі. Застосування цих впроваджень дає можливість мінімізувати вплив геомеханічних параметрів на стійкість і роботоздатність видобувної ділянки при стовповій системи розробки пласта за простяганням спареними лавами.

6. Економічний ефект при роботі спарених лав порівняно з роботою двох одиночних при погашенні двох (усіх) підготовчих складає +140,0 (+41,0) млн грн.

Основні результати четвертого розділу опубліковано в наукових працях [3], [6].

Список використаних джерел до розділу 4

1. Савостьянов, О.В. (2016). Методи прогнозу геомеханічних процесів для вибору технологічних параметрів відпрацювання пологих пластів. Д.: НГУ, 246 с
2. Дядюра, О.И. (2002). Исследование взаимного влияния горного давления спаренных лав. Уголь Украины, (2), 12 - 13.
3. Шаварський, Я.Т. (2020). До питання підвищення ефективності роботи очисних виробок на пологих пластах. Збірник наукових праць Національного гірничого університету, (61), 66-77. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/61.066>
4. Скипочка, С.И., Мухин, А.В., & Куклин, В.Ю. (2003). Геомеханические аспекты поведения массива вблизи пластовых штреков при высоких скоростях подвигания лав. Проблеми гірського тиску: Зб. наук. пр. ДНТУ, (9), 108-119.
5. Скипочка, С.И., Мухин, А.В., Черватюк, В.Г. (2002). Геомеханика охраны выемочных штреков в неустойчивых породах. Д.: НГАУ, 125 с.
6. Костенко, В.К., Бузило, В.І., Павличенко, А.В, Шаварський, Я.Т. (2014). Прогнозування газодинамічного стану гірського масиву при розробці вугільних родовищ: монографія. Д.: ТОВ «Літограф», 228 с.
7. Дядюра, О.И. (2000). Эффективные способы проветривания спаренных лав. Уголь Украины, (9), 49 - 50.
8. Ильяшов, М.А. (2008). Перспективы использования комбинированного способа охраны сопряжений. Уголь Украины, (4), 8-11.
9. Чернышов, А.В. (2015). Охрана выемочных выработок искусственными сооружениями Горный информационно-аналитический бюллетень, (3), 55-60.
10. Смирнов, А.В., Пилюгин, В.И. (2015). Эволюция современных систем разработки тонких пологих угольных пластов длинными очистными забоями. Розробка родовищ: Зб. наук. пр., (9), 7-14.
11. Smirnov, A., Pilyugin, V. (2014). Main directions in roof bolting technology development at DTEK mines. Progressive technology of coal, coalbed methane and ores mining, 1-4.
12. Борзых, А.Ф., Посохов, Е.В. (2012). Определение силовых характеристик костров из стальных специальных взаимозаменяемых профилей. Сборник научных трудов Дон ГТУ, 44-52.

13. Беликов, В.В. (2009). Эффективность охраны выемочных выработок на тонких и средней мощности угольных пластах тумбами из блоков. Уголь Украины, (3), 40-42.

14. Солодянкин, А.В., Машурка, С.В., Дудка, И.В., Кузяева, О.А. (2015). К вопросу об эффективности повторного использования выработок в сложных геомеханических условиях. Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва, 2 (16), 99-109.

15. Рябцев, О.В., Процак, С.Ю., Аля-Брудзинский, И.Ю. (2012). Охрана и поддержание выемочного штрека позади лавы при повторном использовании. Геотехническая механика: Межведомственный сборник научных трудов, (103), 181-189.

ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій на основі встановлених нових закономірностей зміни напружено-деформованого стану гірського масиву при стовповій системі спареними лавами вирішено нове актуальне наукове завдання з обґрунтування технологічних параметрів концентрації гірничих робіт. Це є важливим науково-практичним результатом для ефективного відпрацювання вугільних запасів на пологих пластах.

Основні наукові та практичні результати дисертаційної роботи полягають у наступному:

1. Виконано аналіз сучасного стану гірничодобувних підприємств та їх ролі у розвитку паливно-енергетичного комплексу України. Встановлено, що відсутність наукового обґрунтування з підвищення ефективності процесу вуглевидобування при концентрації гірничих робіт шляхом відпрацювання шахтного поля спареними лавами потребує додаткового вивчення.

2. Запропоновано комплексний підхід щодо застосування методик з дослідження процесу вуглевидобування при концентрації гірничих робіт, що дозволяє визначити особливості впливу параметрів роботи спарених лав на напружено-деформований стан гірського масиву.

3. Встановлено, що при знаходженні очисних вибоїв в одній площині відбувається об'єднання їх фронтальних зон опорного тиску та боків підготовчих виробок. Максимум загальних напружень опорної зони (σ_{maxi}) за довжиною виймального стовпа змінюється за логарифмічною залежністю від половини довжини спарених лав (dl_0). Це дає можливість отримати дані про характер розподілу напружень попереду очисних вибоїв при їх положенні 0-0 (здвоєна лава), що забезпечить безаварійну роботу спарених лав при примусовій їх зупинці. При цьому суміжний штрек окрім виконання своїх технологічних функцій виконує роль додаткової розвантажувальної техногенної порожнини.

4. Зміна фізичних та геометричних параметрів зони опорного тиску характеризується змінними параметрами X_i (величина поширення зони опорного тиску) та σ_{maxi} (величина максимуму загальних напружень) при вхідних сталих сумарних

значеннях довжин лав (l_1, l_2). Це дає можливість спрогнозувати положення очисного вибою за довжиною виїмального стовпа та забезпечити безаварійну роботу спарених лав при примусовій зупинці.

5. Напіввідстань між двома спареними очисними виboями (l) описується багатозмінною функцією впливових чинників ($f(x), f(m, j, \gamma, \sigma)$). Вона формує окремі сектори характерних напружено-деформованих характеристик гірського масиву, які при виведенні зі статичної рівноваги гірничими роботами перетворюються у кінетичну енергію навантажень на кріплення підготовчих виробок. Це дає можливість встановлювати зони вздовж підготовчих виробок із відповідними силовими характеристиками кріплення для ефективного управління гірським тиском при концентрації очисних робіт одночасною роботою двох спарених лав.

6. Розроблено рекомендації щодо раціональних параметрів ведення гірничих робіт та способів управління покрівлею при концентрації гірничих робіт. Це дозволяє обґрунтувати застосування конструкцій і схем установки комбінованих способів тимчасового кріплення й охорони підготовчих виробок виїмкової ділянки при сполученні штреку і лави у лавовій зоні сполучення, виробленому просторі лави у зоні дії консолі зависання породних шарів покрівлі. Застосування цих впроваджень дає можливість мінімізувати вплив геомеханічних параметрів на стійкість і роботоздатність видобувної ділянки при стовповій системі розробки пласта за простяганням спареними лавами.

7. Економічний ефект при роботі спарених лав порівняно з роботою двох одиночних при погашенні двох (усіх) підготовчих виробок складає +140,0 (+41,0) млн грн.

ДОДАТОК А

**РЕЗУЛЬТАТИ ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ ДЕФОРМАЦІЙНИХ
ХАРАКТЕРИСТИК ГІРСЬКОГО МАСИВУ**

Таблиця А.1

Результати експериментальних досліджень деформаційних характеристик гірського масиву для шахт ДП «Львіввугілля»

№ пр об	Місце відбору	Назва порід	Форма зразка, схема навантаження	№в зразків	Руйнівне навантаження		Площа поверхні розриву F, м ²	Границя міцності на розтяг			Границя міцності на стиск		
					Показник індикатора	Rp, кН		ср, мПа	ср, мПа	Коеф варіації, %	ссж, мПа	срсж, мПа	Коеф варіації, %
2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	118 борт. штр. ПК 0+3 (пласт п7 ^н)	Аргіліт (покрівля)	Довільна	1	3,1	3,06	20,5	1,20			19,2		
				2	3,4	3,61	12,3	1,38			22,9		
				3	1,6	3,45	12,2	1,82			24,3		
				4	2,1	1,84	11,0	1,32			54,4		
				5	1,9	2,91	11,3	1,59			28,6		
				6	1,2	2,60	11,0	1,74			44,0		
				7	3,2	2,06	16,2	1,99			60,4		
				8	2,4	1,14	10,5	1,31			25,1		
				9	1,4	3,64	21,2	1,43			13,5		
				10	1,8	3,12	13,8	2,3	1,6	±12	64,7	11,4±23	
1	118 борт. штр. ПК 0+3 (пласт п7 ^н)	Вугілля п ⁷	Кускувата	1	3,5	3,42	16,6	1,13			33,4		
				2	2,2	2,24	15,2	1,05			45,0		
				3	2,7	2,43	10,0	1,61			62,8		
				4	2,5	1,87	11,5	2,21			24,2		
				5	2,4	2,24	10,4	1,38			15,6		
				6	2,0	1,45	9,0	1,00			14,0		
				7	2,5	2,13	8,3	1,64			24,8		
				8	2,4	2,14	13,0	1,14			17,8		
				9	2,2	1,82	9,4	1,27			63,4		
				10	2,0	1,55	8,8	1,10	1,3	±29	54,0	14,3±29	

2	118 борг. штр. ПК 6+3 (пласт п7 ^н)	Аргіліт (покрівля)	Кусковата, довільна	1	3,1	3,06	20,5	1,20			19,2		
				2	2,4	3,61	12,3	1,38			22,7		
				3	1,6	3,45	12,2	1,82			25,3		
				4	2,1	1,84	11,0	1,32			64,4		
				5	4,9	2,91	14,3	1,59			27,6		
				6	1,2	2,66	11,0	1,74			44,0		
				7	1,2	2,06	16,2	1,99			62,4		
				8	2,4	1,14	12,5	1,31			25,1		
				9	1,5	3,64	21,2	1,43			17,5		
				10	1,8	3,12	15,8	2,3	1,6	±12	64,8		19,1±24
2	118 борг. штр. ПК 6+3 (пласт п7 ^н)	Вугілля п ⁷	Кускувата	1	2,9	3,12	15,4	1,13			29,4		
				2	2,1	2,22	15,2	1,05			45,0		
				3	2,9	2,43	10,0	1,61			62,8		
				4	2,6	1,97	11,5	2,21			24,2		
				5	2,6	2,24	10,4	1,38			15,6		
				6	2,4	1,49	9,0	1,00			14,0		
				7	2,4	2,23	8,3	1,64			24,8		
				8	2,1	2,14	13,0	1,14			17,8		
				9	2,3	1,21	9,4	1,27			63,4		
				10	2,3	1,45	8,8	1,10	1,3	±21	54,0		14,3±29
3	119 конв. штр. ПК 0+3 (пласт п7 ^н)	Аргіліт (покрівля)	Кусковата, довільна	1	3,1	3,06	20,5	1,20			19,2		
				2	3,4	3,61	12,3	1,38			24,1		
				3	1,6	3,45	12,2	1,82			23,9		
				4	2,1	1,84	11,0	1,32			62,7		
				5	1,9	2,91	11,3	1,59			29,6		
				6	1,2	2,60	17,0	1,74			42,2		
				7	3,2	2,06	13,2	1,99			69,4		
				8	2,4	1,14	11,5	1,31			29,1		
				9	1,4	3,64	21,2	1,43			13,7		
				10	1,8	3,12	13,8	2,3	1,6	±12	72,0		21,4±33

3	119 конв. штр. ПК 0+3 (пласт п7 ^н)	Вугілля п ⁷	Кускувата	1	3,5	3,42	16,6	1,13			32,0		
				2	2,2	2,24	15,2	1,05			45,0		
				3	2,7	2,43	10,0	1,61			62,9		
				4	2,5	1,87	11,5	2,21			24,2		
				5	2,4	2,24	10,4	1,38			15,6		
				6	2,0	1,45	9,0	1,00			15,0		
				7	2,5	2,13	8,3	1,64			24,8		
				8	2,4	2,14	13,0	1,14			17,8		
				9	2,2	1,82	9,4	1,27			69,4		
				10	2,0	1,55	8,8	1,10	1,3	±28	54,0		18,3±27
4	119 конв. штр. ПК 6+3 (пласт п7 ^н)	Аргіліт (покрівля)	Кусковата, довільна	1	3,1	3,06	20,5	1,20			19,2		
				2	3,4	3,61	12,3	1,38			22,9		
				3	1,6	3,45	12,2	1,82			24,3		
				4	2,1	1,84	11,0	1,32			80,4		
				5	1,9	2,91	11,3	1,59			18,6		
				6	1,2	2,60	16,0	1,74			54,0		
				7	3,2	2,06	16,2	1,99			60,4		
				8	2,4	1,14	10,5	1,31			25,1		
				9	1,4	3,64	21,2	1,43			13,5		
				10	1,8	3,22	13,8	2,3	1,5	±11	64,7		11,4±23
4	119 конв. штр. ПК 0+3 (пласт п7 ^н)	Вугілля п ⁷	Кускувата	1	3,5	3,42	16,6	1,13			34,4		
				2	2,2	2,24	15,2	1,05			45,0		
				3	2,7	2,43	10,0	1,61			62,8		
				4	2,5	1,87	11,5	2,21			24,2		
				5	2,4	2,24	10,4	1,38			15,6		
				6	2,0	1,45	9,0	1,00			14,0		
				7	2,5	2,13	8,3	1,64			24,8		
				8	2,4	2,14	13,0	1,14			17,8		
				9	2,2	1,82	21,4	1,27			63,4		
				10	2,0	1,55	8,8	1,10	1,3	±29	54,0		14,3±28
5	119 борт. штр. ПК 0+3 (пласт п7 ^н)	Аргіліт (покрівля)	Кусковата, довільна	1	3,1	3,06	20,5	1,20			19,2		
				2	3,4	3,61	12,3	1,38			22,9		
				3	1,6	3,45	12,2	1,82			24,3		

				4	2,1	1,84	11,0	1,32			54,4		
				5	1,9	2,91	14,3	1,59			28,6		
				6	1,2	2,60	11,0	1,74			44,0		
				7	3,2	2,06	15,2	2,22			67,2		
				8	2,4	1,14	17,5	1,31			27,1		
				9	1,4	3,64	21,2	1,43			13,5		
				10	1,8	3,12	21,78	2,3	1,6	±15	64,7	10,3±26	
5	119 борт. штр. ПК 0+3 (пласт п7 ^н)	Вугілля п ⁷	Кускувата	1	3,5	3,42	16,6	1,13			33,1		
				2	2,2	2,24	15,2	1,05			45,0		
				3	2,7	2,43	14,0	1,61			64,2		
				4	2,5	1,87	11,5	2,21			32,2		
				5	2,4	2,24	12,4	1,38			25,2		
				6	2,0	1,45	9,1	1,00			34,7		
				7	2,5	2,13	8,3	1,64			14,5		
				8	2,4	2,14	14,0	1,14			33,1		
				9	2,2	1,82	12,4	1,27			65,9		
				10	2,0	1,55	11,9	1,10	1,3	±29	59,0	14,3±29	
6	119 борт. штр. ПК 6+3 (пласт п7 ^н)	Аргіліт (покрівля)	Кусковата, довільна	1	3,1	3,06	20,5	1,20			19,2		
				2	3,4	3,61	12,3	1,38			22,9		
				3	1,6	3,45	12,2	1,82			24,3		
				4	2,1	1,84	11,0	1,32			54,4		
				5	1,9	2,91	14,3	1,59			28,6		
				6	1,2	2,60	11,0	1,74			44,0		
				7	3,2	2,06	15,2	2,22			67,2		
				8	2,4	1,14	17,5	1,31			27,1		
				9	1,4	3,64	21,2	1,43			13,5		
				10	1,8	3,12	21,78	2,3	1,6	±21	64,7	12,3±34	
6	419 борт. штр. ПК 6+3 (пласт п7 ^н)	Вугілля п ⁷	Кускувата	1	3,5	3,42	16,6	1,13			33,1		
				2	2,2	2,24	15,2	1,05			45,0		
				3	2,7	2,43	14,0	1,61			64,2		
				4	2,5	1,87	11,5	2,21			32,2		
				5	2,4	2,24	12,4	1,38			25,2		
				6	2,0	1,45	9,1	1,00			34,7		
				7	2,5	2,13	8,3	1,64			14,5		
				8	2,4	2,14	24,0	1,14			33,1		

				9	2,2	1,82	12,4	1,27			48,9		
				10	2,0	1,55	11,9	1,10	1,3	±31	59,8		16,5±32
Шахта «Лісова»													
1	309 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 24+9 (підшва)	Алевроліт («кучерявчик»)	Довільна, сірий	1		1,20	11,5	0,77			14,4		
				2		0,35	12,0	0,77			9,8		
				3		0,70	8,9	0,43	0,56	±34	8,6		12,1±33
1	309 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 64+9	вугілля	Зруйнувалось до початку випробування										
1	309 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 54+9	Аргіліт	Довільна, тріщинувата	1		2,80	15,0	0,80			14,2		
				2		1,40	10,3	0,97			15,5		
				3		2,20	21,7	0,75			12,0		
				4		2,30	22,3	0,87			13,9		
				5		4,90	21,8	1,83	1,16	±38	29,2		18,0±41
Дані вимагають, статичної верифікації													
2	355 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 32+5	Алевроліт	довільна	1	1,9	0,55	12,5	0,32			9,4		
				2	1,7	0,75	56,5	6,28			5,6		
				3	1,4	0,61	22,7	0,29	0,30	±7	5,8		5,9±7
2	355 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 33+4	Алевроліт	довільна	1	3,6	4,00	20,0	1,62			25,9		
				2	3,1	3,21	27,0	1,02			16,3		
				3	2,6	2,45	14,0	1,31	1,18	±30	21,0		18,9±30
2	355 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 53+7	Алевроліт («кучерявчик»)	довільна	1	4,8	5,15	42,0	1,34			21,4		
				2	3,6	5,53	29,0	1,70			27,2		
				3	2,7	2,45	15,0	1,22			19,5		
				4	2,9	3,90	18,0	1,21	1,37	±17	19,4		21,9±17

2	355 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 53+8 (покрівля)	Алевроліт	довільна	1	2,1	1,24	21,0	0,47			9,4		
				2	1,3	0,50	14,0	0,27			5,4		
				3	1,5	0,65	10,5	0,48			9,6		
				4	1,4	0,69	12,9	0,38	0,4	±32	7,6		11,0±24
2	355 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 50+6 (покрівля)	Аргіліт	довільна	1	2,6	2,45	14,5	1,26			20,1		
				2	2,1	1,53	15,0	9,76			12,1		
				3	2,4	2,14	10,3	1,40			22,4		
				4	2,5	2,14	16,4	1,10			15,5		
				5	2,3	1,98	18,2	0,92			13,0		
				6	2,7	1,12	9,5	1,29			20,6		
				7	2,2	1,88	13,0	0,97			21,5		
				8	2,5	2,29	12,6	1,26			21,7		
				9	2,6	2,32	17,2	1,79			32,8		
				10	2,2	1,47	10,0	1,03	1,09	±27	56,4		27,4±31
2	355 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 23+2 (покрівля)	аргіліт	довільна	1	1,8	1,23	7,2	1,05			56,8		
				2	2,3	1,98	18,2	0,92			13,0		
				3	2,7	1,12	9,5	1,29			20,6		
				4	2,2	1,88	13,0	0,97			21,5		
				5	2,3	1,98	18,2	0,92			13,0		
				6	2,7	1,12	9,5	1,29			20,6		
				7	2,2	1,87	13,0	0,97			21,5		
				8	2,5	2,14	16,4	1,10			15,5		
				9	2,3	1,91	11,5	1,20			19,2		
				10	2,2	1,82	15,8	0,92	0,96	±11	14,7		17,8±14

2	355 конв. штр., пл. п7 ^в , ПК 11 (покрівля)	аргіліт	довільна	1	2,7	2,60	11,3	1,60			25,6		
				2	3,6	3,98	10,0	2,68			42,9		
				3	1,7	1,07	8,6	0,79			12,6		
				4	2,5	2,14	16,4	1,10			15,5		
				5	2,3	1,98	18,2	0,92			13,0		
				6	2,7	1,12	9,5	1,29			20,6		
				7	2,2	1,32	13,0	0,97			21,5		
				8	3,3	3,51	13,5	1,95			31,2		
				9	2,6	2,45	7,3	2,08			33,3		
				10	2,5	2,29	7,5	1,94	2,0	±25	31,0	31,5±25	
3	216 конв. штр. пл. п7, ПК 9+10	алевроліт	довільна	1	2,6	2,45	12,5	1,47			29,4		
				2	3,5	3,82	17,3	1,65			33,0		
				3	2,4	2,14	13,8	1,16			23,2		
				4	2,6	2,45	15,0	1,22			24,4		
				5	2,1	1,69	11,2	1,04			20,8		
				6	2,3	1,98	11,3	1,20			24,0		
				7	2,5	2,19	13,5	1,27			25,4		
				8	2,3	1,98	15,0	0,99			19,8		
				9	2,1	1,69	9,0	1,23			24,6		
				10	2,4	2,14	11,2	1,31	1,3	±15	26,2	25,1±15	
3	216 розв. штр., пл. п7, ПК 10+10 (покрівля)	аргіліт	довільна	1	4,2	4,87	12,5	2,92			46,7		
				2	4,4	5,18	12,0	3,23			51,7		
				3	3,6	3,98	11,2	2,47			39,5		
				4	2,6	2,45	15,0	1,22			24,4		
				5	2,1	1,69	11,2	1,04			20,8		
				6	2,3	1,98	11,3	1,20			24,0		
				7	2,5	2,19	13,5	1,27			25,4		
				8	2,6	2,45	15,0	1,22			24,4		
				9	4,0	4,56	9,0	3,34			53,4		
				10	3,6	3,98	10,3	2,60	2,8	±14	41,7	24,3±14	

3	216 розв. штр., пл. п7, ПК 10+10	алевроліт	довільна	1	2,9	2,90	19,5	1,20			24,0		
				2	2,4	2,14	11,0	1,31			26,2		
				3	2,4	2,14	19,3	0,89			17,8		
				4	2,1	1,69	13,5	0,93			18,6		
				5	2,5	2,29	10,8	1,43			28,6		
				6	2,3	1,98	11,3	1,18			23,6		
				7	2,6	2,45	12,0	1,53			30,6		
				8	2,5	2,29	15,7	1,09			21,8		
				9	2,6	2,45	11,0	1,50			30,0		
				10	2,4	2,14	18,0	0,89	1,2	±21	19,8		24,9±32

ДОДАТОК Б

**ДОКУМЕНТИ, ЩО ПІДТВЕРДЖУЮТЬ ВПРОВАДЖЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ
ДИСЕРТАЦІЙНОЇ РОБОТИ**

Ухвалюю

в/о технічного директора – першого

заступника генерального директора
ДП «Львіввугілля»



О.І. Сафонов

» 2020 р.

АКТ

впровадження результатів дисертаційної роботи: «Обґрунтування технологічних параметрів концентрації процесів видобування вугілля з вельми тонких пластів»
здобувача **Шаварського Ярослава Теодозійовича**

Дисертаційні дослідження направлені на вирішення актуальних питань роботи шахт України, пов'язаних із підвищенням ефективності розробки вельми тонких вугільних пластів. Саме ці запаси є основними на балансі ДП «Львіввугілля».

Зважаючи на складну політично економічну ситуацію у нашій державі на шахтах державного підприємства останніми роками виникають складнощі з оновленням парку механізованих комплексів. Це спричиняє необхідність видобування вугілля проводити з використанням принципів інтенсифікації та концентрації виробництва. Це вимагає здійснювати пошук внутрішніх резервів підприємств щоби враховувати часті зміни геологічної, літологічної та структурної будови. Нажаль, в багатьох випадках технічні системи механізованих очисних вибоїв працюють окремо від гірського середовища. Це приводить до неефективного їх використання. Не відповідні силові характеристики складних систем механізованих комплексів викликають підвищене зношування їх елементів й приводять до непланових або аварійних замінів. В кінцевому результаті це позначається на продуктивності виконання робіт та збільшення кінцевої собівартості вугілля.

Наукові та практичні результати роботи стосуються концентрації очисних робіт в рамках окремих ділянок шахтних полів. Вони виражаються процесом одночасного виймання вугілля декількома лавами, що працюють на одну вентиляційну та транспортну мережу. Це вимагає проведення оцінки напружено-деформованого стану гірського масиву не лише в зоні впливу очисних вибоїв, а у першу чергу, навколо підготовчих виробок. Основу досліджень способів механічної руйнації вугілля складає наявний парк механізованих комплексів шахт ДП «Львіввугілля». Залучення цієї техніки при концентрації очисних робіт приводить до істотної зміни напружено-деформованого стану навколишніх порід у зоні впливу очисних вибоїв.

Динамічна зміна геомеханічної ситуації, наявність різнотипних та різнонаправлених напружень в анізотропному середовищі, варіація геологічної і

структурної будови масиву на шляху просування очисних вибоїв приводить до необхідності внесення відповідних змін у техніко-технологічне забезпечення процесу виймання вугілля й способи керування гірським тиском навколо очисних та підготовчих виробок. Ефективність роботи механізованих комплексів залежить від своєчасної корекції силових параметрів і стану кріплення підготовчих виробок згідно зміні геомеханічної ситуації на видобувній ділянці при концентрації очисних робіт одночасною роботою лав на одну вентиляційну та транспортну систему.

Саме на вирішення цих актуальних завдань направлені дисертаційні дослідження здобувача Шаварського Я.Т. У результаті проведених робіт були отримані наступні основні наукові результати:

- обґрунтовані геометричні параметри очисної ділянки зі спареними очисними вибоями, які ув'язані у просторі виходячи із напруженості гірського масиву та технічних можливостей обладнання механізованих комплексів, а також визначений напрямок відпрацювання запасів вугілля вельми тонких пластів;

- науково обґрунтовано зміни величини напружень вздовж виймальних стовпів, встановлено характерні зони їх формування залежно від просторового розташування окремих очисних вибоїв. Запропонованими практичними заходами забезпечено раціональну ув'язку технологічних параметрів та силових характеристик кріплення механізованих комплексів, підготовчих виробок з метою ефективного управління гірським тиском. Це дає змогу прогнозувати параметри роботи механізованих комплексів та забезпечити високопродуктивне виймання вугілля досліджуваних ділянок;

- проведена розбивка ділянок шахтного поля на характерні зони дала можливість окремо встановлювати для цих зон величину напруженості масиву та проводити ефективне виконання гірничих робіт із застосуванням додаткових технологічних удосконалень;

- секторальне формування напруженості гірського масиву ґрунтувалось на застосуванні теорії руйнації пружних, пружно-пластичних систем, припущень будівельної та принципів математичної статистики. На основі застосованих підходів теорії ймовірності отримано прогнозні чисельні значення зміни довжини лави, фізичні показники стану гірського масиву при застосуванні наявного гірничодобувного обладнання та запропоновано застосування технології виймання вугілля на вельми тонких пластах шахт Львівсько-Волинського вугільного басейну;

- аналітично обґрунтовано характерні зони прояву гірського тиску вздовж підготовчої виробки, щб використовується транспортною та вентиляційною мережею для двох одночасно відпрацьованих лав. Показники, що характеризують фізичні та геометричні параметри цих зон є одними із визначальних чинників напруженості масиву та слугують дієвим механізмом при встановленні ефективних способів управління гірським масивом під час виймання вельми тонких вугільних пластів спареними лавами;

- безпосередньо у шахтних умовах встановлено характер переміщень бічних порід у просторі та часі при концентрації очисних робіт на окремих ділянках шахтних полів.

Основними практичними результатами роботи варто вважати:

- розробку рекомендації щодо техніко-технологічного удосконалення видобування вугілля із вельми тонких вугільних пластів на шахтах ДП «Львіввугілля» при концентрації очисних робіт і одночасній роботі декількох очисних вибоїв;

- внесення доповнень у методику аналітичного визначення характеру зміни геометричних параметрів дільниць при застосуванні технологій виймання малопотужних запасів вугілля;

- розробку математичного механізму із встановлення зональності та оцінки напружено-деформованого стану при відпрацюванні вугілля вельми тонких пластів спареними лавами;

- розробку нових технологічних та конструктивних рішень, які дозволяють більш повно та ефективно використовувати механізовані комплекси в умовах підвищених навантажень при роботі спарених лав.

- формуванні параметрів управління гірським тиском, виходячи із варіативності напружень в зоні впливу очисних та підготовчих виробок.

Запропоновані заходи втілені у технологічні проекти виймання вугілля механізованими комплексами на шахтах ДП "Львіввугілля", що дозволило провести концентрацію очисних робіт у вигляді одночасної роботи декількох очисних вибоїв у межах окремої ділянки шахтного поля. Це дало можливість забезпечити економічно доцільні розміри спарених лав, повноту видобування вугілля, знизити його собівартість на 6-11%, підвищити ефективність використання гірничодобувного обладнання та повисити техніку безпеки у очисному вибої.

Головний маркшейдер

Головний геолог


С.М. Шведа


В.О. Лазар

Погоджено

в/о технічного директора – першого
заступника генерального директора
ДП «Львіввугілля»



О.І. Сафонов

» 20 20 р.

Ухвалюю

проректор з наукової роботи
чл.- кор. НАН України
НТУ «Дніпровська політехніка»



О.С. Бешта

» 20 20 р.

**Рекомендації щодо технічного та технологічного
удосконалення видобування вельми тонких вугільних
пластів на шахтах ДП «Львіввугілля» при концентрації
очисних робіт спареними лавами**

Керівник розробки:

головний науковий співробітник НТУ «ДП»

Дичковський Р.О.

Дніпро
2020 рік

Укладачі:

г.н.с., д.т.н., проф. Дичковський Р.О.

с.н.с., к.т.н., доц. Фальштинський В.С.

с.н.с., к.т.н. доц. Лозинський В.Г.

с.н.с., к.т.н. доц. Саїк П.Б.

м.н.с. Жадяєва К.О.

інж. Шаварський Я.Т.

Зміст

1. Аналіз гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов при розробці тонких пологих пластів на шахтах ДП «Львіввугілля».....	3
2. Огляд наявних технологічних рішень та напрями удосконалення технологічних параметрів виймання.....	4
3. Обґрунтування технологічних схем відпрацювання вельми тонких вугільних пластів.....	7
4. Рекомендації щодо концентрації очисних робіт та інтенсифікації гірничого виробництва.....	11
5. Економічне обґрунтування доцільності застосування та екологічна компонента запропонованих рішень.....	21
6. Охорона праці та промислова санітарія при відпрацювання запасів вугілля спареними лавами.....	24
Перелік літературних джерел.....	27

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет «Дніпровська політехніка»

Затверджую
проректор з наукової роботи
чл.- кор. НАН України
НТУ «Дніпровська політехніка»



О.С. Бешта

» 20 ср.

МЕТОДИКА

**оцінки напружено-деформованого стану гірського масиву та
техніко-технологічного обґрунтування гірничодобувних робіт
при одночасній роботі декількох очисних вибоїв на одну
транспортну та вентиляційну мережу**

Дніпро - 2020

Укладачі:

і.п.с., д.т.н., проф. Дичковський Р.О.

с.н.с., к.т.н., доц. Фальштинський В.С.

с.н.с., к.т.н. доц. Лозинський В.Г.

с.н.с., к.т.н. доц. Саїк П.Б.

м.н.с. Жадяєва К.О.

інж. Шаварський Я.Т.

Зміст

1. Загальні положення.....	4
2. Критерії підвищення ефективності, технологічні рішення та напрями удосконалення технологічних параметрів.....	5
3. Методика оцінки напружено-деформованого стану гірського масиву при концентрації гірничих робіт.....	9
4. Методика техніко-технологічного обґрунтування гірничодобувних робіт при одночасній роботі декількох очисних вибоїв на одну транспортну та вентиляційну мережу.....	15
5. Рациональне природокористування та економіко-економічні методи оцінки запропонованих рішень.....	22
6. Висновки.....	31
Перелік посилань.....	33