ISSN 2071-1859 (Print), ISSN 2521-6635 (Online)
УДК 622.2 https://doi.org/10.33271/crpnmu/86.129

© В.В. Руських[1], А.Ю. Череп[1], О.А. Гайдай[1]
[1] Національний технічний університет "Дніпровська політехніка", Дніпро, Україна

ПРОСТОРОВА ОПТИМІЗАЦІЯ СИСТЕМИ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК НА ОСНОВІ ТРИВИМІРНОЇ ГЕОЛОГО-МАТЕМАТИЧНОЇ МОДЕЛІ В УМОВАХ ШАХТИ «САМАРСЬКА»

V. Ruskih[1], https://orcid.org/0000-0002-5615-2797
A. Cherep[1], https://orcid.org/0000-0002-1184-0473
O. Haidai[1] https://orcid.org/0000-0003-0825-0023
[1] Dnipro University of Technology, Dnipro, Ukraine

SPATIAL OPTIMIZATION OF THE DEVELOPMENT WORKINGS SYSTEM BASED ON A THREE-DIMENSIONAL GEOLOGICAL-MATHEMATICAL MODEL UNDER THE CONDITIONS OF THE MINE “SAMARSKA”

Мета. Розроблення теоретичних засад та методичного підходу до просторового узгодження гірничих виробок із геолого-математичною моделлю пласта c_5 шахти «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» на основі інтеграції методів тривимірного геологічного моделювання та багатокритеріальної оптимізації.

Методика. Дослідження виконано із застосуванням методів тривимірного геологічного моделювання, TIN-апроксимації поверхонь покрівлі та підошви пласта, просторового аналізу гірничо-геологічних параметрів, побудови інтегрального показника гірничої придатності та багатокритеріальної оптимізації траєкторій гірничих виробок.

Результати. Побудовано тривимірну геолого-математичну модель пласта c_5 в умовах шахти «Самарська» та виконано аналіз просторового розподілу його потужності, яка змінюється від 0,63 до 1,21 м. Виділено 13 виїмкових стовпів із сумарними експлуатаційними запасами $2{,}52 \cdot 10^6$ м³. Визначено параметри підготовчих виробок для кожного стовпа та встановлено, що їх довжина зростає в напрямку простягання пласта від 910 до 1457 м, тоді як загальний кут нахилу зменшується від 3,14° до 2,15°. Показано, що центральна частина шахтного поля характеризується найбільш збалансованими умовами проведення виробок з позицій довжини трас, перепаду висот і допустимих ухилів.

Наукова новизна. Встановлено закономірність зміни параметрів системи підготовки запасів шахтного поля залежно від просторового співвідношення між гірничою придатністю та гірничо-геологічним ризиком. Доведено, що зміна інтегрального показника освоєння пласта ($I = G – R$) від 0,79 до 0,78 супроводжується майже лінійним збільшенням довжини виїмкових стовпів від 910 до 1457 м та одночасним зменшенням максимального кута відхилення траси підготовчих виробок від 6,09° до 3,83°, що створює наукове підґрунтя для адаптивного проєктування параметрів системи розробки.

Практичне значення. Запропонований підхід дозволяє обґрунтовано визначати параметри системи підготовки запасів, адаптувати розташування гірничих виробок до просторової неоднорідності пласта та підвищувати ефективність планування гірничих робіт.

Ключові слова: *геолого-математична модель, тривимірне моделювання, просторове узгодження, гірничі виробки, багатокритеріальна оптимізація, TIN-моделі, гірнича придатність.*

Вступ. Питання проєктування систем підземних гірничих виробок традиційно розглядалися в контексті забезпечення ефективної підготовки та відпрацювання запасів корисних копалин. У фундаментальних роботах з технології підземної розробки пластових родовищ основну увагу приділено вибору схем розкриття шахтних полів, визначенню параметрів підготовчих виробок, обґрунтуванню розмірів охоронних циліків і забезпеченню стійкості виробок у процесі ведення гірничих робіт [1–3].

Подальший розвиток методів математичного опису родовищ пов'язаний із становленням геостатистики як інструменту кількісної оцінки просторової мінливості геологічних параметрів. У роботах [4–5] сформульовано теоретичні засади статистичного аналізу просторових даних, запропоновано підходи до інтерполяції геологічної інформації та оцінювання невизначеності параметрів родовища. Запропоновані методи стали основою сучасного ресурсного моделювання та прогнозування властивостей корисних копалин.

Наступним етапом розвитку стало впровадження технологій тривимірного геологічного моделювання. У праці [6] вперше систематизовано комп'ютерні методи побудови тривимірних геологічних моделей, які забезпечують інтеграцію різнорідних джерел інформації в єдиному цифровому середовищі. Подальші дослідження [7, 8] продемонстрували можливість використання геометричного моделювання для відтворення складних геологічних структур і створення параметризованих моделей родовищ.

Значний внесок у розвиток методології геологічного моделювання зроблено в роботі [9], де обґрунтовано концепцію поверхнево-орієнтованого представлення геологічних структур і показана перспективність інтеграції структурних, геофізичних та свердловинних даних у межах єдиної моделі. Подальші дослідження були спрямовані на врахування невизначеності геологічної інформації та кількісне оцінювання ризиків під час прийняття проєктних рішень [10, 11].

Розвиток концепції «цифрового родовища» сприяв переходу від статичних моделей до динамічних геоінформаційних систем підтримки прийняття рішень. Особливу увагу приділяють інтеграції багато джерельних даних, використанню методів машинного навчання та аналізу невизначеності при побудові цифрових моделей надр [11, 12].

Аналіз наукових публікацій засвідчив, що існуючі дослідження переважно спрямовані на геологічне моделювання родовищ або оптимізацію параметрів гірничих виробок як окремих завдань. Натомість недостатньо опрацьованими залишаються питання їх інтеграції, зокрема просторового узгодження системи підземних виробок із геолого-математичною моделлю пласта. Відсутність уніфікованого підходу до визначення точок переходу від підготовчих виробок до експлуатаційних блоків з урахуванням геологічної невизначеності та просторової мінливості параметрів знижує ефективність проєктних рішень.

Таким чином, актуальним науковим завданням є розроблення теоретичних засад просторового узгодження гірничих виробок із геолого-математичною моделлю корисної копалини. Апробацію методики виконано для умов пласта c_5 шахти «Самарська», що забезпечить підвищення обґрунтованості проєктування системи підготовки запасів та ефективності планування гірничих робіт.

Методика досліджень. Методика досліджень ґрунтується на інтеграції методів тривимірного геологічного моделювання, математичного опису просторового розподілу гірничо-геологічних параметрів та геометричного моделювання гірничих виробок. Її основною метою є формалізація процесу просторового узгодження системи гірничих виробок із геолого-математичною моделлю пласта c_5 шахти «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

На першому етапі досліджень здійснювалося формування цифрової геолого-математичної моделі пласта на основі геологічної та маркшейдерської інформації. Вихідними даними слугували результати розвідувальних робіт, матеріали експлуатаційної розвідки та фактичні дані про положення гірничих виробок. Побудова моделі виконувалася у вигляді тривимірного параметризованого простору, у межах якого кожна точка характеризується певним набором гірничо-геологічних параметрів.

Область існування пласта визначалась множиною точок тривимірного простору:

$$\Omega = \{(x, y, z) \mid Z_{під}(x, y) \le z \le Z_{пок}(x, y)\}, \quad (1)$$

де $Z_{пок}(x, y)$ – висотна відмітка покрівлі пласта; $Z_{під}(x, y)$ – висотна відмітка підошви пласта; Ω – геометрична область поширення пласта.

Побудову поверхонь підошви та покрівлі пласта виконували із застосуванням TIN-моделей (Triangulated Irregular Network), що забезпечує адекватне відтворення складної морфології пласта за умов нерівномірного розташування свердловин і гірничих виробок. Використання TIN-поверхонь для відтворення геометрії покладів відповідає сучасним підходам тривимірного геологічного моделювання, наведеним у роботах [6, 7].

Наступним етапом було формування просторового поля гірничо-геологічних параметрів, яке описувалося векторною функцією:

$$F(x, y, z) = \{m(x, y, z), q(x, y, z), \rho(x, y, z), \sigma(x, y, z), \omega(x, y, z)\}, \quad (2)$$

де $m(x, y, z)$– потужність корисної копалини, м; $q(x, y, z)$ – показники якості корисної копалини (зольність, теплота згоряння, вміст корисного компонента тощо), %; $\rho(x, y, z)$ – об'ємна вага, т/м³; $\sigma(x, y, z)$ – геомеханічні параметри масиву, що характеризують напружено-деформований стан гірських порід, їхню міцність та стійкість; $\omega(x, y, z)$ – ймовірнісна характеристика параметрів, що відображає рівень невизначеності геологічної інформації.

На основі значень функції $F(x, y, z)$ було побудовано просторову карту та теплограму (рис. 1) гірничої придатності, які дозволяли виділити ділянки з найбільш сприятливими умовами ведення гірничих робіт.

Подібний підхід до параметризації геологічного середовища широко використовується в сучасних геолого-математичних моделях родовищ [9–11].

Інтегральний показник гірничої придатності визначався як функція просторового поля параметрів:

$$L(s) = \{x(s), y(s), z(s)\}, s \in [0, S], \quad (3)$$

де $L(s)$ – просторове положення точки трасування виробки; $x(s)$, $y(s)$, $z(s)$ – координати точки виробки у тривимірному просторі; s – параметр, що характеризує довжину вздовж осі трасування виробки; S – загальна довжина виробки.

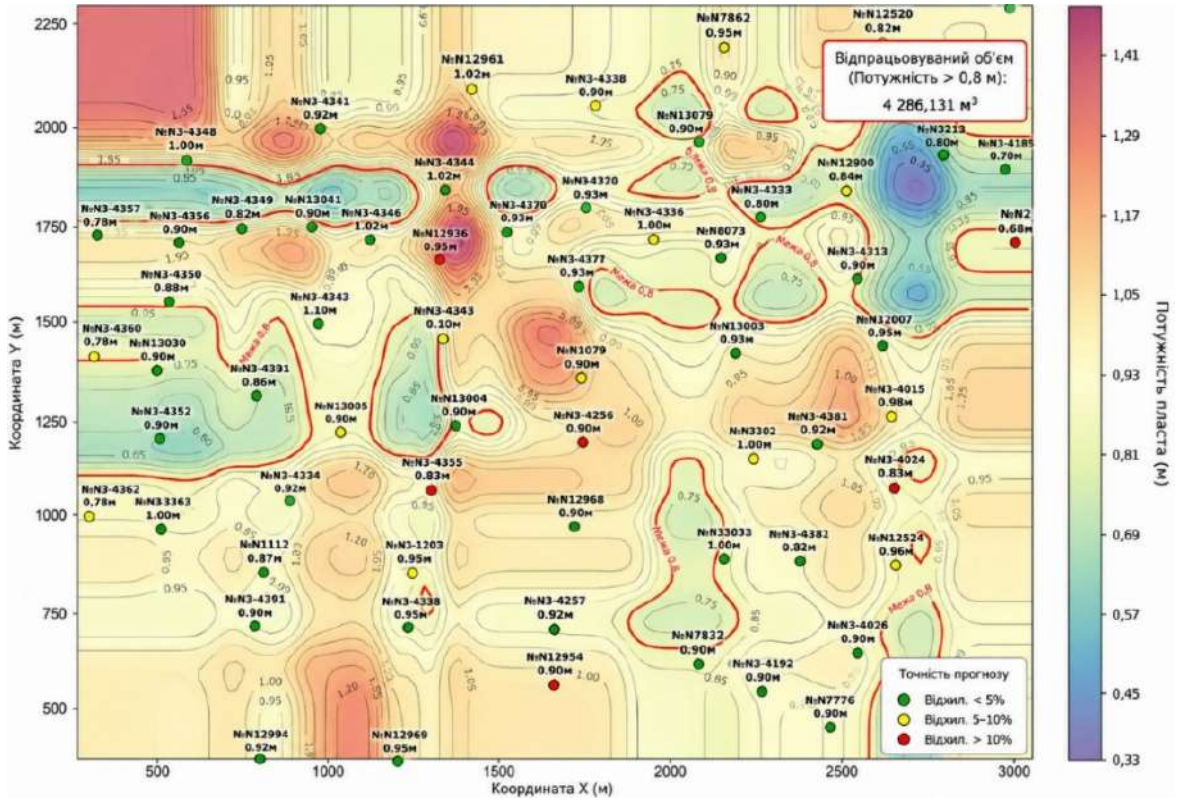


Рис. 1. Карта розподілу потужностей пласта c_5 шахти «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» з оцінкою якості прогнозу

Для кожної потенційної траєкторії оцінювалися три основні критерії.

Перший критерій характеризує сукупні витрати на проведення та підтримання виробки:

$$C(L)=\int_0^S c\left(F\left(L(s)\right)\right)ds, \tag{4}$$

де $c(F)$ – локальна функція питомих витрат, що залежить від гірничо-геологічних умов у точці простору. Вона враховує вплив міцності порід, необхідного типу кріплення, умов проведення та очікуваних витрат на підтримання виробки.

Другий критерій відображає інтегральний рівень гірничо-геологічного ризику:

$$R(L)=\int_0^S r\left(F\left(L(s)\right)\right)ds, \tag{5}$$

де $r(F)$ – функція ризику, що враховує ступінь невизначеності геологічної інформації, наявність локальних ускладнень, несприятливі геомеханічні умови та ймовірність виникнення аварійних ситуацій.

Третій критерій характеризує ступінь відповідності траєкторії виробки зонам із високою гірничою придатністю:

$$G(L)=\int_0^S g\left(F\left(L(s)\right)\right)ds, \tag{6}$$

де $g(F)$ – локальна функція гірничої придатності, яка визначається на основі потужності пласта, показників якості корисної копалини та геомеханічних характеристик масиву.

Комплексна оцінка ефективності просторового положення виробки визначалася за допомогою цільової функції

$$J(L) = \alpha\, \widetilde{C}(L) + \beta\, \widetilde{R}(L) - \gamma\, \widetilde{G}(L) \to \min \tag{7}$$

де $\widetilde{C}(L)$, $\widetilde{R}(L)$ та $\widetilde{G}(L)$ – нормовані значення критеріїв; α, β, γ – вагові коефіцієнти, що характеризують відносну важливість окремих складових, причому $\alpha + \beta + \gamma = 1$.

Оскільки критерії $C(L)$ та $R(L)$ належать до групи витратних і підлягають мінімізації, а критерій $G(L)$ є стимулюючим та підлягає максимізації, його врахування у цільовій функції здійснювалося зі знаком «мінус».

Нормування критеріїв здійснювалося за методом мінімаксного перетворення:

$$\widetilde{X}(L) = \frac{X(L) - X_{\min}}{X_{\max} - X_{\min}} \tag{8}$$

де X – відповідає одному з критеріїв C, R або G.

Мінімаксне нормування дозволяє привести критерії різної фізичної природи до безрозмірного вигляду та широко застосовується при багатокритеріальній оптимізації складних інженерних систем [12].

Визначення вагових коефіцієнтів α, β, γ виконувалося відповідно до методу аналізу ієрархій Сааті [11], який забезпечує узгоджене врахування експертних оцінок при прийнятті багатокритеріальних рішень.

Пошук оптимальної траєкторії здійснювався шляхом дискретизації геолого-математичної моделі пласта на систему елементарних блоків із подальшим аналізом альтернативних варіантів трасування виробок. Для кожного варіанта розраховувалися значення критеріїв $C(L)$, $R(L)$ та $G(L)$, після чого виконувалося ранжування отриманих рішень за величиною інтегрального показника $J(L)$.

Мінімізація цільової функції дозволяє визначити оптимальне просторове положення підготовчих виробок, яке забезпечує найкраще співвідношення між економічною ефективністю, безпекою ведення гірничих робіт та ступенем використання найбільш перспективних ділянок родовища.

Після визначення оптимальної траєкторії підготовчих виробок виникає наступне завдання – обґрунтування параметрів очисної підготовки, зокрема довжини виїмкових стовпів. На цьому етапі критерій витрат уже не є визначальним, оскільки його вплив враховано під час оптимізації просторового положення виробок. Інакше кажучи, після вибору оптимальної траєкторії значення функції витрат $\widetilde{C}(L)$ можна вважати фіксованим для прийнятого проєктного рішення.

За цих умов цільова функція може бути записана у вигляді

$$J(L) = \beta\widetilde{R}(L) - \gamma\widetilde{G}(L) \tag{9}$$

де $R_n(L)$ – нормований ризик; $G_n(L)$ – нормована гірнича придатність.

Функція (8) характеризує лише співвідношення між рівнем гірничо-геологічного ризику та гірничою придатністю окремих ділянок пласта.

Для подальшого аналізу доцільно перейти від задачі мінімізації до задачі оцінювання сприятливості умов освоєння запасів. З цією метою знак функції змінюється на протилежний, у результаті чого отримуємо показник

$$I(L) = \gamma\widetilde{G}(L) - \beta\widetilde{R}(L). \tag{10}$$

Функція (9) характеризує інтегральний потенціал освоєння окремої ділянки пласта. Оскільки обидва показники попередньо нормовані до єдиного діапазону значень, а вагові коефіцієнти використовувалися лише на етапі визначення оптимальної траєкторії виробок, для аналізу просторового розподілу умов відпрацювання доцільно використовувати спрощену форму інтегрального показника:

$$I(x) = G(x) - R(x) \tag{11}$$

Інтегральний показник відображає баланс між гірничою придатністю та рівнем гірничо-геологічного ризику в кожній точці досліджуваного пласта.

Фізичний зміст інтегрального показника полягає у визначенні переваги одного з двох основних факторів, що впливають на ефективність освоєння запасів. За умови $I(x) > 0$ рівень гірничої придатності перевищує ризик, що свідчить про сприятливі умови для ведення очисних робіт і можливість формування виїмкових стовпів більшої довжини. Якщо ж $I(x) < 0$ ризик переважає над гірничою придатністю, тому доцільним є використання коротших виїмкових стовпів для локалізації можливих гірничо-геологічних ускладнень.

Таким чином, інтегральний показник освоєння не є самостійною цільовою функцією, а являє собою її логічний розвиток для наступного етапу проєктування. Якщо функція $J(L)$ використовується для оптимізації просторового положення підготовчих виробок, то показник $I(x)$ призначений для кількісного оцінювання умов відпрацювання запасів і обґрунтування параметрів системи очисної підготовки, насамперед довжини виїмкових стовпів.



Рис. 2. Концептуальна схема просторової оптимізації системи підготовчих виробок

Концептуальна схема ризик-орієнтованого просторового проєктування системи підготовчих виробок на основі тривимірної геолого-математичної моделі пласта представлена на рис. 2., яка відображає запропонований підхід до просторового проєктування системи підготовчих виробок, який, на відміну від традиційних детермінованих методів, враховує не лише прогнозні гірничо-геологічні характеристики пласта, але й рівень достовірності їх визначення.

Основою підходу є формування тривимірної геолого-математичної моделі пласта із застосуванням алгоритмів машинного навчання, після чого здійснюється паралельне оцінювання інтегральної гірничої придатності ділянок та просторового розподілу невизначеності прогнозу. Об'єднання зазначених показників у межах інтегрального індексу освоєння дозволяє перейти до ризик-орієнтованого проєктування системи підготовки запасів і забезпечити адаптацію параметрів підготовчих виробок до реальної неоднорідності пласта та достовірності геологічної інформації.

Запропонована постановка задачі дозволяє формалізувати процес просторового узгодження гірничих виробок із геолого-математичною моделлю пласта та перейти від емпіричного вибору напрямків проведення виробок до їх кількісно обґрунтованого проєктування з урахуванням комплексу геологічних, технологічних та економічних факторів.

Результати досліджень. Апробацію запропонованої методики виконано для пласта c_5 шахти «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Вихідною інформацією слугували матеріали геологічної та експлуатаційної розвідки, що включали координати розвідувальних свердловин, результати визначення потужності пласта, а також контури експлуатаційних запасів.

На першому етапі досліджень сформовано тривимірну геолого-математичну модель пласта c_5. Побудова моделі здійснювалася із застосуванням TIN-поверхонь покрівлі та підошви пласта, що дозволило відтворити його просторову морфологію. На основі отриманої моделі побудовано карту розподілу потужності пласта (див. рис. 1).

Для визначення відносної важливості критеріїв (7), що використовувалися у задачі просторового узгодження гірничих виробок, застосовано метод аналізу ієрархій Сааті (Analytic Hierarchy Process, AHP) [12]. Використання цього методу обумовлено необхідністю формалізації експертних суджень щодо впливу окремих факторів на ефективність проєктних рішень.

У межах дослідження оцінювалися три критерії:

- (C) – витрати на проведення та підтримання виробок;
- (R) – гірничо-геологічний ризик;
- (G) – гірнича придатність ділянок пласта.

Для визначення вагових коефіцієнтів залежності (7) виконано попарне порівняння критеріїв за шкалою Сааті. При цьому виходили з того, що економічні показники мають дещо більший вплив на вибір траєкторії виробок, ніж гірничо-геологічні ризики, тоді як критерій гірничої придатності розглядався як допоміжний фактор, спрямований на підвищення ефективності подальшого відпрацювання запасів. Матриця попарних порівнянь критеріїв має вигляд (табл. 1):

Таблиця 1

	C	***R***	***G***
C	1	2	2
R	0,5	1	2
G	0,5	0,5	1
Σ	**2,0**	**3,5**	**5,0**

Перевага критерію витрат над ризиком оцінювалася значенням 2, що відповідає незначній перевазі. Аналогічне значення було прийняте для співвідношення між витратами та гірничою придатністю. Гірничо-геологічний ризик, у свою чергу, був оцінений як дещо важливіший за критерій гірничої придатності.

Для визначення вагових коефіцієнтів виконано нормування матриці попарних порівнянь. Суми елементів її стовпців становили: $\Sigma C = 2{,}00$, $\Sigma R = 3{,}50$, $\Sigma G = 5{,}00$.

Після нормування матриця набуває вигляду:

$$A_n = \begin{pmatrix} \frac{1}{2} & \frac{2}{3{,}5} & \frac{2}{5} \\ \frac{0{,}5}{2} & \frac{1}{3{,}5} & \frac{2}{5} \\ \frac{0{,}5}{2} & \frac{0{,}5}{3{,}5} & \frac{1}{5} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 0{,}500 & 0{,}571 & 0{,}400 \\ 0{,}250 & 0{,}286 & 0{,}400 \\ 0{,}250 & 0{,}143 & 0{,}200 \end{pmatrix}.$$

Матриця A_n являє собою нормовану матрицю попарних порівнянь критеріїв. Середні значення елементів її рядків формують вектор пріоритетів, який визначає вагові коефіцієнти критеріїв багатокритеріальної оптимізації.

Далі за методом Сааті було обчислено вектор пріоритетів (вагові коефіцієнти) як середнє значення елементів кожного рядка:

$$\alpha = \frac{0{,}500+0{,}571+0{,}400}{3} = 0{,}49$$

$$\beta = \frac{0{,}250+0{,}286+0{,}400}{3} = 0{,}31$$

$$\gamma = \frac{0{,}250+0{,}143+0{,}200}{3} = 0{,}20.$$

Після визначення коефіцієнтів цільова функція просторової оптимізації (7) набуває вигляду:

$$J(L) = 0{,}49\ \widetilde{C}(L) + 0{,}31\ \widetilde{R}(L) - 0{,}20\ \widetilde{G}(L).$$

Отримані результати свідчать, що найбільший вплив на вибір траєкторії гірничих виробок мають витрати на їх проведення та підтримання. Частка цього критерію становить 49% від загальної інтегральної оцінки.

Критерій гірничо-геологічного ризику має вагу 31%, що підтверджує суттєву роль безпеки та складності гірничо-геологічних умов при проєктуванні системи підготовки запасів.

Найменшу вагу отримав критерій гірничої придатності (20 %), що пояснюється його допоміжною функцією. Незважаючи на це, врахування даного критерію дозволяє орієнтувати систему підготовчих виробок на найбільш перспективні ділянки пласта та підвищувати ефективність подальшого відпрацювання запасів.

На рис. 3 наведено зміну інтегральних показників гірничої придатності G та гірничо-геологічного ризику Rвздовж осі простягання пласта c_5. Обидва показники нормовані в діапазоні від 0 до 1, що забезпечує можливість їх безпосереднього порівняння.

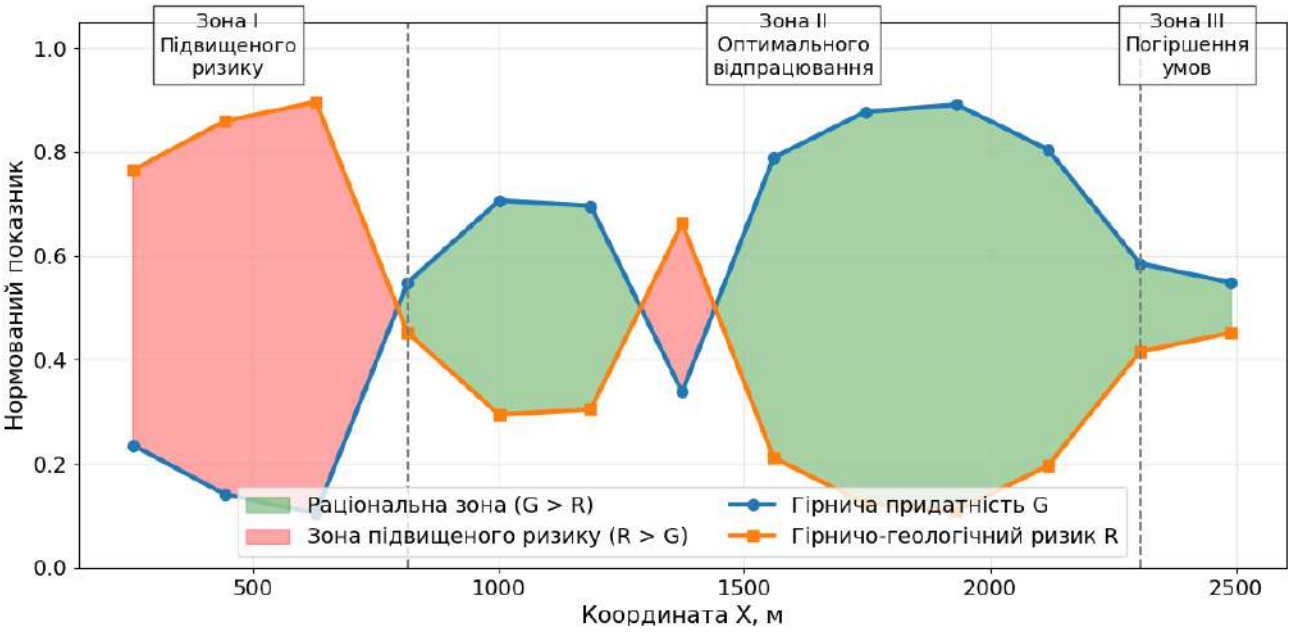


Рис. 3. Зміна інтегральних показників гірничої придатності (G) та гірничо-геологічного ризику (R) уздовж простягання пласта c_5

У початковій частині досліджуваної ділянки (X = 258–629 м) спостерігаються мінімальні значення показника гірничої придатності (0,10–0,24) та одночасно максимальні значення ризику (0,76–0,90). Це свідчить про несприятливі гірничо-геологічні умови, які можуть бути пов'язані зі значною мінливістю потужності пласта, підвищеною невизначеністю геологічної моделі або складною будовою покладу. У зазначеній зоні доцільним є формування відносно коротких виїмкових стовпів, що дозволяє знизити технологічні ризики та забезпечити гнучкість ведення гірничих робіт.

У центральній частині пласта (X = 815–2118 м) спостерігається стійке зростання показника гірничої придатності до значень 0,80–0,89 при одночасному зменшенні ризику до 0,11–0,21. Максимальна різниця між показниками досягається в інтервалі X=1746–1932 м, що характеризує найбільш сприятливі умови для ведення очисних робіт. Саме в цій зоні доцільним є застосування виїмкових стовпів максимальної довжини, оскільки стабільність гірничо-геологічних умов забезпечує ефективне використання високопродуктивних комплексів.

У східній частині досліджуваної ділянки (X > 2300 м) спостерігається тенденція до зменшення показника гірничої придатності та одночасного зростання

ризику. Хоча зміни не є настільки різкими, як у початковій частині пласта, вони свідчать про поступове погіршення умов відпрацювання, що обумовлює необхідність коригування параметрів системи підготовки.

Таким чином отримані залежності підтверджують, що параметри системи підготовчих виробок повинні визначатися не лише геометричними характеристиками покладу, а й просторовим співвідношенням між інтегральним показником гірничої придатності та рівнем гірничо-геологічного ризику. Саме це співвідношення є одним із визначальних чинників при виборі довжини виїмкових стовпів і послідовності освоєння експлуатаційних запасів.

На рис. 4 наведено результати аналізу взаємозв'язку між інтегральним показником освоєння пласта $I = G – R$ та довжиною виїмкових стовпів. Інтегральний показник сформовано як різницю між нормованим показником гірничої придатності G та інтегральним показником гірничо-геологічного ризику R. Отже, він характеризує загальну сприятливість гірничо-геологічних умов для ведення очисних робіт.

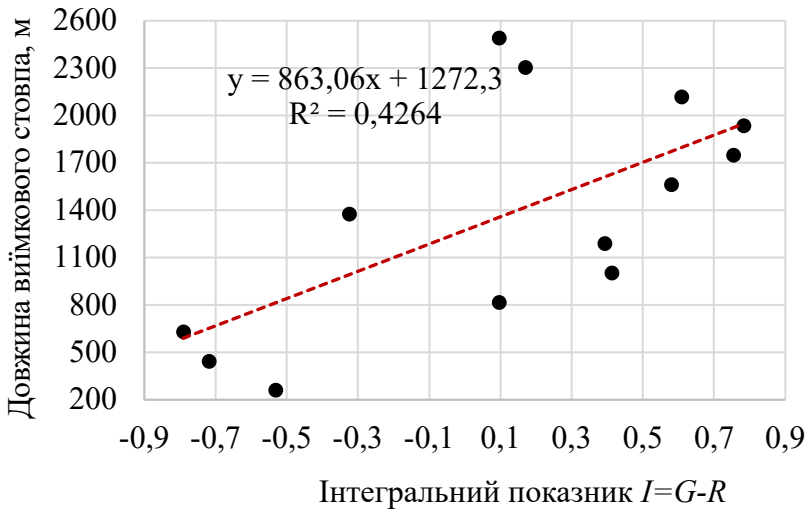


Рис. 4. Залежність довжини виїмкових стовпів від інтегрального показника освоєння $I = G – R$

Отримана залежність свідчить про наявність чіткої позитивної кореляції між значенням інтегрального показника та довжиною виїмкових стовпів. За від'ємних значень інтегральний показник I, коли рівень гірничо-геологічного ризику перевищує гірничу придатність, спостерігається формування відносно коротких виїмкових стовпів довжиною 900–1050 м. Таке рішення забезпечує локалізацію можливих ускладнень, зменшення впливу геологічної невизначеності та підвищення безпеки ведення гірничих робіт.

У міру збільшення інтегрального показника до додатних значень відбувається поступове зростання довжини виїмкових стовпів. Це пояснюється тим, що підвищення гірничої придатності супроводжується одночасним зниженням геологічного ризику, що створює передумови для більш стабільної роботи механізованого комплексу, скорочення обсягів підготовчих виробок та підвищення ефективності освоєння запасів.

Лінійний характер отриманої залежності свідчить про істотний вплив інтегрального показника освоєння на вибір довжини виїмкових стовпів. Отриманий результат дозволяє зробити висновок, що зміна параметрів системи підготовки не є довільною або пов'язаною лише з геометрією шахтного поля, а безпосередньо визначається просторовим розподілом гірничої придатності та гірничо-геологічного ризику.

Таким чином, запропонований інтегральний показник може використовуватися як кількісний критерій обґрунтування параметрів підготовки шахтного поля. На відміну від традиційних підходів, коли довжина виїмкових стовпів приймається сталою або визначається переважно конструктивними вимогами, запропонована методика забезпечує її адаптацію до реальних гірничо-геологічних умов родовища. Це дозволяє підвищити ефективність використання запасів, знизити рівень виробничих ризиків і забезпечити більш раціональне просторове планування гірничих робіт.

Аналіз отриманих даних. Аналіз сумісного впливу показників гірничої придатності та ризику показав, що просторова неоднорідність пласта c_5 обумовлює необхідність змінної довжини виїмкових стовпів. У разі однорідної геологічної будови родовища параметри системи підготовки могли б бути прийняті постійними, а довжина стовпів – однаковою по всій площі шахтного поля. Проте результати геологічного моделювання свідчать про наявність зон із різною потужністю пласта, неоднаковими умовами залягання та різним рівнем технологічних ризиків.

У західній частині досліджуваної ділянки, яка характеризується меншою потужністю пласта та більш складною морфологією, формування довгих виїмкових стовпів призвело б до включення у межі експлуатаційних блоків ділянок із несприятливими умовами відпрацювання. Це обумовлює необхідність використання коротших стовпів довжиною близько 910-1000 м.

У центральній частині шахтного поля, де спостерігаються найбільш сприятливі значення потужності пласта та відносно стабільні умови його залягання, довжина стовпів може бути збільшена без істотного підвищення рівня ризику. У східній частині пласта подальше зростання довжини стовпів до 1457 м пояснюється більш пологим характером залягання, що компенсує збільшення перепаду висот і дозволяє підтримувати прийнятний рівень технологічної складності.

Викладене свідчить про те, що змінна довжина виїмкових стовпів є наслідком адаптації системи підготовки до просторової неоднорідності пласта та забезпечує досягнення компромісу між максимальним використанням запасів і мінімізацією гірничо-геологічних ризиків.

Розташування фігури експлуатаційних запасів представлено на рис. 5.

У межах контуру експлуатаційних запасів виділено 13 виїмкових стовпів. Загальна площа ділянки з потужністю пласта понад 0,8 м становить $5{,}04 \cdot 10^5$ м², а обсяг експлуатаційних запасів – $2{,}52 \cdot 10^6$ м³.

Для кількісної оцінки ефективності запропонованої методики просторового узгодження було виконано багатокритеріальний аналіз параметрів підготовчих виробок, сформованих для 13 виїмкових стовпів пласта c_5. Кожен варіант трасування розглядався як окрема альтернатива, що характеризується сукупністю геометричних параметрів, отриманих у результаті просторового моделювання.

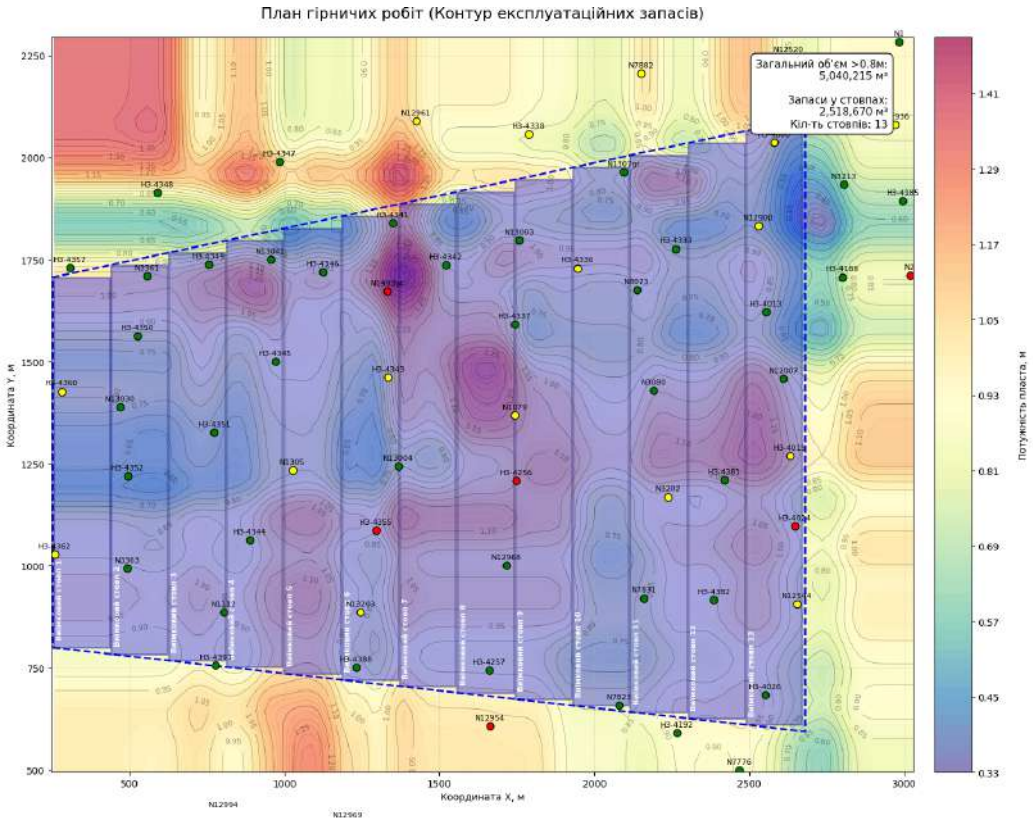


Рис. 5. Раціональна фігура експлуатаційних запасів
пласт c_5, шахта «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

У якості критеріїв оцінювання були використані: загальна довжина підготовчої виробки, максимальний кут нахилу окремих сегментів, загальний кут між початковою та кінцевою точками траси, а також перепад висот уздовж виробки. Вихідна матриця прийняття рішень має вигляд (табл. 2).

Таблиця 2

Матриця параметрів підготовчих виробок

№ виробки	Координата X, м	Довжина, м	Макс. кут, °	Загальний кут, °	ΔZ, м
1	257,855	910,10	6,09	3,13	49,76
2	443,070	955,82	6,09	3,14	52,36
3	629,168	1003,52	6,05	3,07	53,72
4	815,265	1046,82	5,06	2,73	49,92
5	1001,363	1092,34	4,70	2,55	48,62
6	1187,460	1137,95	4,67	2,48	49,17
7	1373,557	1183,68	5,51	2,51	51,87
8	1559,655	1229,05	4,51	2,24	47,95
9	1745,752	1274,68	4,10	2,20	49,04
10	1931,850	1320,35	3,83	2,21	50,97
11	2117,947	1365,97	4,08	2,15	51,22
12	2304,044	1411,76	4,29	2,25	55,51
13	2490,142	1457,41	4,32	2,21	56,26

Для забезпечення можливості сумісного аналізу критеріїв різної фізичної природи їх було приведено до безрозмірного вигляду за допомогою мінімаксного нормування (8).

Після нормування було встановлено, що довжина виробок зростає практично лінійно зі збільшенням координати X, тоді як максимальні кути нахилу мають тенденцію до зменшення від 6,09° у західній частині шахтного поля до 3,83–4,32° у східній його частині. Аналогічна закономірність спостерігається і для загального кута нахилу виробок, який зменшується від 3,14° до 2,15°.

Аналіз отриманих результатів показав, що центральна частина шахтного поля характеризується найбільш збалансованим співвідношенням між витратами на проведення виробок та складністю гірничо-геологічних умов. Зокрема, для стовпів №6–10 спостерігаються помірні значення довжини виробок (1138–1320 м), відносно невеликі кути нахилу (2,20–2,48°) та перепади висот, що не перевищують 52 м.

Натомість крайні західні стовпи (№1–3) характеризуються найменшими довжинами виробок, проте мають найбільші кути нахилу, що може ускладнювати експлуатацію транспортних систем. Східна частина шахтного поля (№12–13) відзначається найзначнішими перепадами висот та максимальною довжиною виробок, що призводить до зростання витрат на їх проведення та підтримання.

Отримані результати підтвердили працездатність запропонованої методики просторового узгодження гірничих виробок із геолого-математичною моделлю пласта. На відміну від традиційного проєктування, що базується переважно на аналізі окремих геологічних розрізів, запропонований підхід забезпечує комплексне врахування просторового розподілу параметрів пласта та дозволяє обґрунтовано визначати геометрію системи підготовки запасів. Результатом реалізації методики є просторова модель підготовки експлуатаційних запасів пласта c_5 до відпрацювання, що наведена на рис. 6.

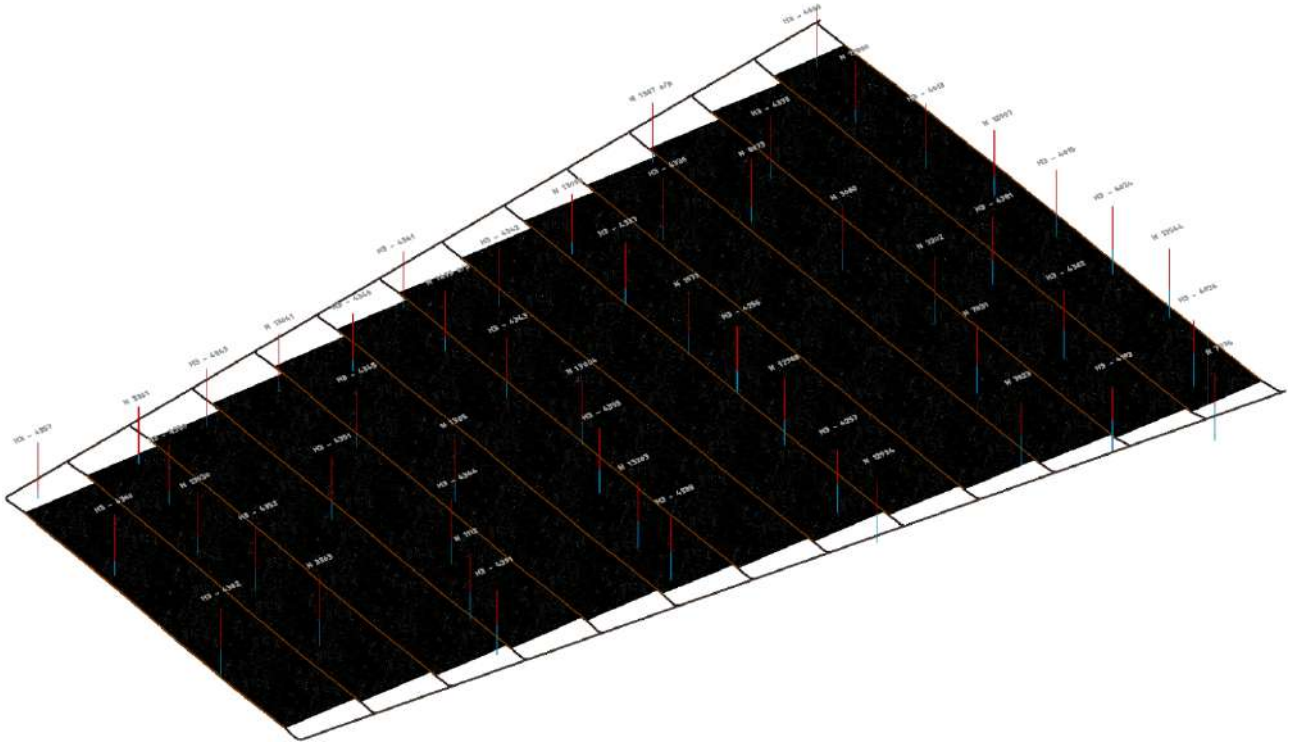


Рис. 6. Просторова модель підготовки експлуатаційних запасів пласта c_5 шахти «Самарська» ПрАТ ДТЕК «Павлоградвугілля»

Використання багатокритеріального підходу дозволило не лише формалізувати процес вибору раціональних параметрів підготовчих виробок, але й кількісно обґрунтувати доцільність їх просторового розташування в межах геолого-математичної моделі пласта c_5 шахти «Самарська».

Висновки.

1. Розроблено методичний підхід до просторового узгодження гірничих виробок із геолого-математичною моделлю пласта, який базується на інтеграції методів тривимірного геологічного моделювання, просторового аналізу гірничо-геологічних параметрів та багатокритеріальної оптимізації. Запропонований підхід дозволяє розглядати систему гірничих виробок як сукупність параметризованих просторових об'єктів, положення яких визначається з урахуванням реальної неоднорідності масиву.

2. На основі геологічної та маркшейдерської інформації побудовано тривимірну геолого-математичну модель пласта c_5 шахти «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» та виконано аналіз просторового розподілу його параметрів. Встановлено, що потужність пласта в межах досліджуваної ділянки змінюється від 0,63 до 1,21 м. Виділено 13 виїмкових стовпів із сумарними експлуатаційними запасами $2{,}52 \cdot 10^6$ м³, що підтверджує можливість використання цифрових моделей для обґрунтування параметрів системи підготовки запасів.

3. Визначено закономірності зміни геометричних параметрів підготовчих виробок залежно від їх просторового положення. Встановлено, що зі збільшенням координати X довжина виробок зростає від 910,1 до 1457,4 м, тоді як загальний кут нахилу зменшується від 3,14° до 2,15°, а перепад висот змінюється в межах 47,95–56,26 м. Найбільш сприятливі умови проведення виробок характерні для центральної частини шахтного поля, де забезпечується раціональне співвідношення між довжиною трас, допустимими ухилами та перепадами висот.

4. Практична апробація запропонованої методики підтвердила її ефективність при проєктуванні системи підготовчих виробок у складних гірничо-геологічних умовах Західного Донбасу. Використання геолого-математичних моделей у поєднанні з багатокритеріальною оптимізацією створює передумови для переходу від емпіричного проєктування до кількісно обґрунтованого планування розвитку гірничих робіт та може бути використане при створенні цифрових систем підтримки прийняття рішень у гірництві.

Перелік посилань

1. Malashkevych, D. S., Ruskykh, V. V., Medianyk, V. Yu., & Haidai, O. A. (2025). Prediction of coal seam occurrence using numerical methods and a three-dimensional geoinformation system. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, 5*, 5–13. https://doi.org/10.33271/nvngu/2025-5/005
2. Руських, В. В., & Сулаєв, В. І. (2023). Методика прогнозування якісних показників вугілля в межах виїмкового стовпа. *Збірник наукових праць НГУ, 73*, 45–55. https://doi.org/10.33271/crpnmu/73.045
3. Haidai, O., Ruskykh, V., Ulanova, N., Prykhodko, V., Cáceres Cabana, E., Dychkovskyi, R., Howaniec, N., & Smolinski, A. (2022). Mine field preparation and coal mining in Western Donbas: Energy security of Ukraine – A case study. *Energies, 15*(13), Article 4653. https://doi.org/10.3390/en15134653

4. Dychkovskyi, R., Falshtynskyi, V., Ruskykh, V., Cáceres Cabana, E., & Kosobokov, O. (2018). A modern vision of simulation modelling in mining and near mining activity. *E3S Web of Conferences, 60*, Article 00014. https://doi.org/10.1051/e3sconf/20186000014
5. Journel, A. G., & Huijbregts, C. J. (1978). *Mining geostatistics*. Academic Press.
6. Houlding, S. W. (1996). *3D geoscience modeling: Computer techniques for geological characterization*. Springer. https://doi.org/10.1016/0012-8252(95)00067-4
7. Mallet, J. L. (2003). *Geomodeling*. Oxford University Press. https://doi.org/10.1016/S0098-3004(03)00062-1
8. Cherep, A., & Russkykh, V. (2025). Justification of the technological scheme for the development of manganese ore as a critical raw material at the open pit completion. *Advances in Science and Technology, 172*, 3–18. https://doi.org/10.4028/p-3h0Alr
9. Wellmann, F., Caumon, G., & Schmelzbach, C. (2018). 3-D structural geological models: Concepts, methods, and uncertainties. *Advances in Geophysics, 59*, 1–121. https://doi.org/10.1016/bs.agph.2018.09.001
10. Deng, H., Zheng, Y., Chen, J., Yu, S., Xiao, K., & Mao, X. (2022). Learning 3D mineral prospectivity from 3D geological models using convolutional neural networks: Application to a structure-controlled hydrothermal gold deposit. *Natural Resources Research, 31*, 1899–1918. https://doi.org/10.48550/arXiv.2109.00756
11. Saaty, T. L., & Vargas, L. G. (2012). *Models, methods, concepts & applications of the analytic hierarchy process* (2nd ed.). Springer. https://doi.org/10.1007/978-1-4614-3597-6
12. Draper, N. R., & Smith, H. (1998). *Applied regression analysis* (3rd ed.). Wiley. https://doi.org/10.1002/9781118625590.ch15

ABSTRACT

Purpose. The purpose of this study is to develop the theoretical foundations and a methodological framework for the spatial optimization of development workings based on a three-dimensional geological-mathematical model of the c_5 coal seam under the conditions of the Samarska Mine (PJSC DTEK Pavlohradvuhillia), integrating three-dimensional geological modeling with multi-criteria optimization methods.

The methods. The research was conducted using three-dimensional geological modeling, TIN-based approximation of the coal seam roof and floor surfaces, spatial analysis of mining-geological parameters, construction of an integrated mining suitability index, and multi-criteria optimization of development workings trajectories.

Findings. A three-dimensional geological model of the c_5 coal seam under the conditions of the Samarska Mine was developed, and the spatial distribution of seam thickness was analysed, revealing variations from 0.63 to 1.21 m. Thirteen extraction panels were delineated, with total recoverable reserves of 2.52×10^6 m³. The parameters of the development workings for each panel were determined. The results indicate that the length of the development workings increases along the strike of the seam from 910 to 1457 m, whereas the overall seam dip decreases from 3.14° to 2.15°. The analysis demonstrates that the central part of the mine field provides the most favourable conditions for roadway development, exhibiting a balanced combination of roadway length, elevation difference, and permissible gradients.

The originality. A pattern of changes in the parameters of a mine field's reserve development system was established depending on the spatial correlation between mining suitability and mining-geological risk. It was demonstrated that a change in the integral seam development index ($I=G-R$) from 0.79 to 0.78 is accompanied by a nearly linear increase in the length of extraction pillars from 910 to 1,457 m and a simultaneous decrease in the maximum deviation angle of the development workings from 6.09° to 3.8° of the development system parameters.

Practical implications. The proposed approach enables the rational determination of mine development system parameters, adapts the layout of development workings to the spatial heterogeneity of the coal seam, and improves the efficiency of mine planning.

Keywords: *geological-mathematical model, three-dimensional geological modelling, spatial optimization, development workings, multi-criteria optimization, TIN models, mining suitability.*

дата першого надходження статті до видання	14.07.2026
дата прийняття до друку статті після рецензування	27.08.2026
дата публікації (оприлюднення)	30.09.2026

© 2026. V. Ruskih, A. Cherep, O. Haidai
Published by the Dnipro University of Technology on behalf of Collection of Research Papers of the National Mining University. ISSN 2521-6635 (Online) | ISSN 2071-1859 (Print). This is an Open Access article distributed under the terms of the Creative Commons Attribution License (http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/), which permits unrestricted reuse, distribution, and reproduction in any medium, provided the original work is properly cited.