

Бессараб І. М., аспірант, Подкопаєв Є. С., аспірант (ДВНЗ
«Донецький національний технічний університет», м. Покровськ,
iryna.bessarab@donntu.edu.ua; podkopayev96@gmail.com)

ОЦІНКА СТІЙКОСТІ БІЧНИХ ПОРІД КРУТОГО ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТА В МОДЕЛІ ВУГЛЕПОРОДНОГО МАСИВУ З ВИРОБКАМИ

Визначити умови стійкості бічних порід крутого вугільного пласта в моделі вуглепородного масиву для забезпечення експлуатаційного стану гірничих виробок з урахуванням способу охорони.

Для досягнення поставленої мети в роботі виконано аналітичні дослідження з використанням положень класичної механіки і опору матеріалів, в яких покрівля крутого вугільного пласта в моделі вуглепородного масиву з виробками імітувалась у вигляді похилої балки, завантаженої зовнішнім навантаженням та дослідження на моделях із оптичних матеріалів, коли вивчався розподіл дотичних напружень навколо відкотного штреку при різних способах охорони з урахуванням деформаційних особливостей конструкцій, підтримуючих бічні породи.

У моделі вуглепородного масиву похила балка, що імітує покрівлю вугільного пласта, розглядалася як основний вантажонесучий елемент. За результатами досліджень визначені умови втрати стійкості вантажонесучого елемента через виникнення згинальних моментів в моделі, яка досліджується. Встановлено вплив жорсткості проміжної опори на величину згинальних моментів в похилій балці. На моделях з оптичних матеріалів встановлений вплив деформаційних характеристик охоронних споруд на розподіл напружень в покрівлі та підшві при різних способах охорони відкотного штреку. Доведено, що для забезпечення умови граничної рівноваги похилої балки, необхідно визначати питання жорсткості проміжних опор з фізико-механічними характеристиками бічних порід. Це дозволить посилити пролітну частину балки по довжині в зоні дії істотних згинальних моментів, що впливають на стійкість вантажонесучого елемента та обмежити його переміщення.

Умови стійкості бічних порід у вуглепородному масиві, забезпечуються за рахунок зміни жорсткості охоронних споруд гірничих виробок, що призводить до зниження рівня згинальних моментів при плавному прогині покрівлі.

При розробці крутих вугільних пластів, стійкість бічних порід, що визначає експлуатаційний стан виробок і безпеку робіт на виїмковій ділянці вугільної шахти, забезпечується системою піддатливих підтримуючих покрівлю опор, розташованих у виробленому просторі вуглепородного масиву по довжині виїмкової ділянки.

Ключові слова: бічні породи; стійкість; вуглепородний масив; опорний момент; підтримуюча опора; зовнішнє навантаження.

Вступ. При експлуатації глибоких вугільних шахт однією з основних проблем є забезпечення стійкості гірничих виробок. Підземні виробки забезпечують підготовку окремих частин шахтного поля і відпрацювання виїмкових ділянок. Незадовільний стан діляничих підготовчих виробок є однією з основних причин зниження безпеки гірничих робіт і ефективності відпрацювання вугільних пластів.

Світовий досвід роботи глибоких шахт показує, що ефективність відпрацювання вугільних пластів значною мірою залежить від способу управління гірничим тиском в очисному вибої і охорони виробок. Водночас при розробці крутих вугільних пластів і традиційному способі управління гірничим тиском повним обваленням покрівлі, кріплення в очисному вибої не здатне протистояти зрушенням товщі, що розшаровується у вуглепородному масиві. Застосовувані способи охорони відкотних штреків ціликами вугілля або кустами з дерев'яних стійок не забезпечують надійного захисту виробок від обвалень бічних порід. Раптовість обвалень бічних порід, що призводить до завалів гірничих виробок, є однією з особливостей експлуатації вугільних шахт на великих глибинах, особливо в умовах крутого залягання вугільних пластів.

В реальних умовах розробки крутих вугільних пластів, після розшарування вуглепородної товщі, небезпека виникнення аварійних ситуацій виходить від обвалень порід покрівлі. Щоб уникнути обвалень бічних порід на виїмкових ділянках вугільної шахти і для забезпечення експлуатаційного стану гірничих виробок, доцільно використовувати охоронні споруди, зміна жорсткості яких

дозволить обмежити переміщення бічних порід у виробленому просторі і звести до мінімуму небезпечні прояви гірничого тиску у вуглепородному масиві.

Аналіз досліджень і публікацій. Аналіз відомих досліджень показує, що прояви гірничого тиску у вуглепородному масиві, що вміщає виробки, залежать від сукупного впливу багатьох чинників, до яких першочергово слід відносити напружений стан бічних порід і їх фізико-механічні властивості [1, С. 58; 2, С. 46; 3, С. 328]. Вважається, що серед основних причин обвалень бічних порід є їх розшарування і вплив згинаючих моментів зависаючої покрівлі над виробленим простором виїмкової ділянки [4, С. 30]. Шаруватість вуглепородного масиву слід розглядати як фактор, що послаблює породу, від якого залежить стійкість гірничих виробок [5, С. 28].

Досвід роботи шахт з крутим заляганням вугільних пластів вказує на те, що невідповідність застосовуваних способів управління гірничим тиском і охорони виробок гірничо-геологічним умовам розроблюваного пласта змінює геомеханічну ситуацію у вуглепородному масиві. Негативні наслідки такої зміни проявляються в тому, що покрівля вугільного пласта, не маючи достатнього підпору у виробленому просторі, руйнується і неконтрольовано переміщується в сторону очисної виробки і відкотного штреку, створюючи аварійні ситуації на виїмковій ділянці [6, С. 72].

Вуглепородний масив як масив осадових гірничих порід має характерну особливість міцнісної анізотропії [7, С. 102]. В умовах крутого залягання вугільних пластів ця властивість проявляється в зміні стійкості бічних порід як в напрямку простягання пласта, так і по висоті поверху [8, С. 7]. Після виїмки вугілля відбувається деформація вуглепородного масиву і зміна напруженого стану бічних порід. Породи покрівлі і підшви розбиваються на блоки і обвалюються [9, С. 12]. Вивчення механізму взаємодії балочної або блокової структури розшарованих порід покрівлі при традиційних способах управлінні гірничим тиском показує, що без ефективної підтримки нависаючої товщі дбати про експлуатаційний стан виробок на виїмковій ділянці неможливо [4, С. 112; 10, С. 251].

Для успішного вирішення цієї проблеми, необхідно оцінити стійкість бічних порід при різних способах управління гірничим тиском з урахуванням жорсткості підтримуючих опор, які виконують роль охоронних споруд. Облік деформаційних характеристик

охоронних споруд дозволить визначити параметри вантажонесучих конструкцій, при використанні яких можливе обмеження переміщень товщі, яка розшаровується у виробленому просторі вуглепородного масиву.

Постановка задач досліджень. Оцінити стійкість бічних порід крутого вугільного пласта на моделі похилої балки, завантаженої зовнішнім навантаженням, та напружений стан вуглепородного масиву при різних способах охорони відкатного штреку, з урахуванням деформаційних властивостей охоронних споруд.

Матеріали і результати досліджень. Теоретичні моделі. У цьому дослідженні визначені умови стійкості покрівлі крутого вугільного пласта при дії зовнішнього навантаження. Відповідно до гіпотези балок [3, С. 301] вважаємо, що у вуглепородному масиві, який вміщує виробки, покрівля деформується і руйнується подібно балкам. Окремі породні блоки розшарованої покрівлі, можуть працювати як шарніри [2, С. 112; 11, С. 251].

На рис. 1 представлена схема моделі вуглепородного масиву, який вміщує виробки для визначення стійкості порід покрівлі крутого вугільного пласта на виїмковій дільниці вугільної шахти.

Використовуючи загальну схему вуглепородного масиву з виробками (рис. 1, а), розглянемо покрівлю вугільного пласта у вигляді моделі балки довжиною L (м) з шарнірними опорами А і В. Вісь X розташована вздовж осі балки, вісь Y – перпендикулярно. Балка має кут нахилу α (град.) і завантажена рівномірно розподіленим навантаженням $q \left(\frac{H}{m} \right)$ (рис. 1, б). Опорні реакції для модельованої балки визначаються з умов рівноваги [14, С. 260]. Досліджувана система є симетричною. Виходячи з цього, кожна опора сприймає на себе половину активного навантаження балки, а значить

$$R_A = R_B = \frac{q_y L}{2} = \frac{q \cos \alpha L}{2}. \quad (1)$$

Вважаємо $q_y = q \cos \alpha$.

Балка має одну силову ділянку $0 \leq x \leq L$. Використовуючи відомі вирази [14, С. 192–198], визначимо поперечну силу Q (Н) і згинаючий момент M ($H \cdot m$)

$$Q(x) = R_A - q_y x = \frac{q_y L}{2} - q_y x. \quad (2)$$

$$M(x) = R_A x - q_y x \frac{x}{2} = q_y x \left(\frac{L}{2} - \frac{x}{2} \right). \quad (3)$$

Вираз (2) є рівнянням прямої лінії і тоді

$$Q_{x=0} = \frac{q_y L}{2} \text{ і } Q_{x=L} = -\frac{q_y L}{2}.$$

Вираз (3) відповідає параболі. Для побудови параболи необхідно знати положення і значення екстремуму [14, С. 262; 15, С. 302]. Положення екстремума отримаємо за умови

$$\frac{dM(x)}{dx} = \frac{q_y L}{2} - q_y x = 0,$$

звідки $x = \frac{L}{2}$.

Тоді, максимальне значення згинаючого моменту буде в середині прольоту модельованої балки

$$M(x) = \frac{q_y L^2}{8}.$$

З урахуванням умови (1)

$$M(x) = \frac{qL^2 \cos \alpha}{8}.$$

Значення $M(x)$ на початку і кінці силової ділянки $0 \leq x \leq L$ дорівнює

$$M_{x=0} = 0; \quad M_{x=L} = 0.$$

Для того, щоб забезпечити стійкий стан балки, в середині прольоту слід розмістити опору D. Відстань між опорами позначимо через l (м). Розглянемо покрівлю вугільного пласта у вигляді моделі балки АВ довжиною $2l$ (м). Балка має кут нахилу α (град.). В середині прольоту знаходиться опора D, тоді $AD = DB = l$ (м). Балка завантажена рівномірно розподіленим навантаженням $q \left(\frac{H}{m} \right)$ (рис. 1, в).

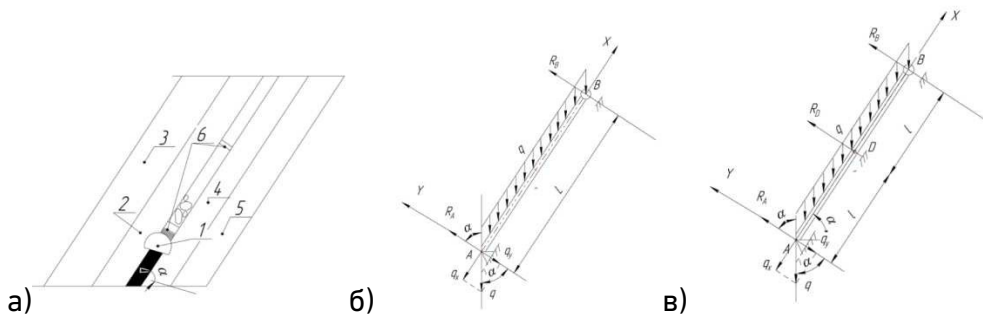


Рис. 1. Схема моделі вуглепородного масиву, який вміщує виробки:
а) загальна схема; б) схема моделі балки для розрахунку стійкості покрівлі;
в) з опорою в середині прольоту: 1 – відкотний штрек; 2 – безпосередня покрівля; 3 – основна покрівля; 4 – безпосередня підшова; 5 – основна підшова; 6 – опори для підтримання покрівлі; α – кут падіння пласта або нахилу балки, град.; L – похила довжина балки, м; l – відстань між прольотами, м; q – рівномірно розподілене навантаження, $\frac{H}{M}$;
 A, B, D – опори балки; R_A, R_B, R_D – реакції опор (Н)

Досліджувана балка один раз статично невизначена. Вважаємо, що прогин над опорою D дорівнює нулю. Використовуючи принцип незалежності дії сил [12, С. 401; 13, С. 154] прогин y_D (м) можна представити як суму переміщень від розподіленого навантаження y_q (м) і зосередженої сили y_R (м) виразом

$$y_D = y_q - y_R = 0. \quad (4)$$

Використовуючи відомі рішення [12, С. 406; 15, С. 326], маємо

$$y_q = \frac{5}{384} \cdot \frac{q_y l^4}{EI_x} \quad (5)$$

і

$$y_R = \frac{1}{48} \cdot \frac{R_D l^3}{EI_x}. \quad (6)$$

Тоді з урахуванням (5) і (6)

$$y_D = \frac{5q_y l^4}{384EI_x} - \frac{R_D l^3}{48EI_x} = 0 \quad (7)$$

звідки

$$R_D = \frac{5}{8} q_y l. \quad (8)$$

Складемо рівняння рівноваги досліджуваної системи

$$R_A + R_B + R_D - q_y l = 0. \quad (9)$$

Після перетворень виразу (9), з урахуванням рекомендацій [14, С. 184; 15, С. 260], отримаємо такий вираз

$$R_A = R_B = \frac{3}{8} q_y l. \quad (10)$$

Для досліджуваної моделі додатковою невідомою буде опорний момент M_D ($H \cdot m$). Скористаємося рівнянням трьох моментів [12, С. 302; 15, С. 191] та отримаємо

$$2M_D \cdot 2l = 6 \frac{q_y l^3}{12},$$

звідки

$$M_D = \frac{q_y l^2}{8}. \quad (11)$$

Поперечна сила Q (Н) і згинаючий момент M ($H \cdot m$) для лівого прольоту визначається за виразами

$$\begin{aligned} Q(x) &= R_A - q_y x; \\ M(x) &= \left(R_A x - \frac{q_y x^2}{2} \right). \end{aligned} \quad (12)$$

Для правого прольоту рішення аналогічне.

При $Q(x)=0$, тобто коли $x = \frac{3}{8} l$, моменти будуть мати найбільше значення

$$M_{\max} = \frac{9}{128} q_y l^2. \quad (13)$$

З урахуванням умови (1)

$$M_{\max} = \frac{9}{128} q \cos \alpha l^2.$$

Очевидним є те, що найбільшим за абсолютною величиною буде згинаючий момент над жорсткою опорою D.

Розглянемо балку довжиною $2l$ (м), яка в середині прольоту має опору піддатливу D, жорсткість якої $C \left(\frac{H}{m} \right)$ (рис. 1, в). Значення додаткового невідомого X_D ($H \cdot m$) визначимо з канонічного рівняння [16, С. 74; 17, С. 21]

$$\delta_{11} \cdot X_1 + \Delta_{10} = 0,$$

або

$$\delta_{D1} \cdot X_D + \Delta_{DA} = 0,$$

коли

$$X_D = -\frac{\Delta_{DA}}{\delta_{D1}}, \quad (14)$$

де $\Delta_{10} = \Delta_{DA}$ – вантажний коефіцієнт;

$\delta_{11} = \delta_{D1}$ – одиничний коефіцієнт.

Визначимо значення одиничного коефіцієнта δ_{D1} . На рис. 2 представлена розрахункова схема похилої балки для визначення δ_{D1} . У цій схемі одиничний коефіцієнт δ_{D1} дорівнює сумі взаємних кутів повороту ψ_x і ψ_y від згину над опорою D суміжних перетинів балки і переміщення опори в основній системі, навантаженої моментом $X_D=1$ (рис. 2, а).

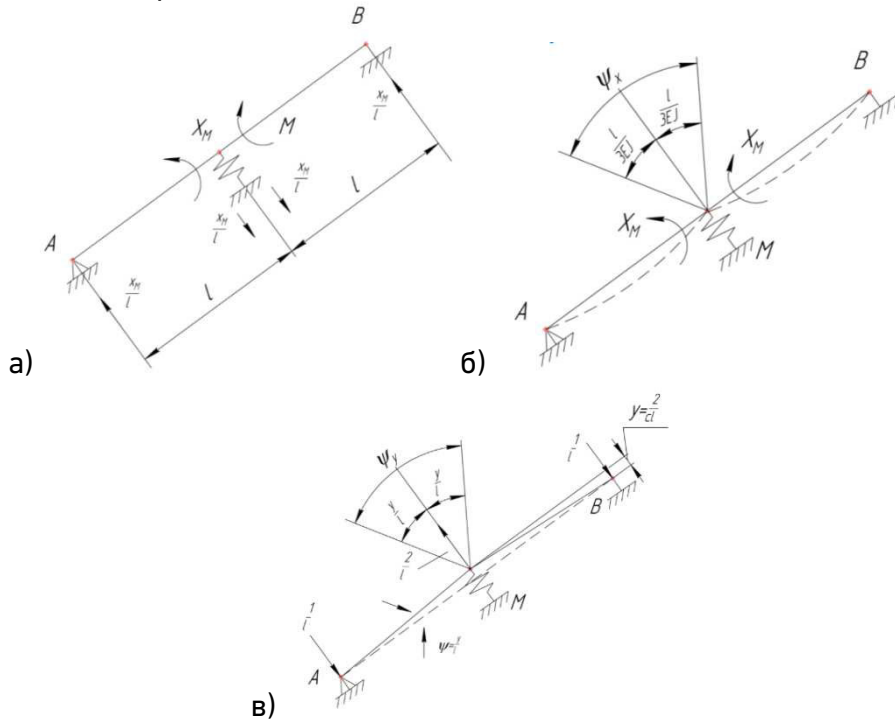


Рис. 2. Розрахункова схема похилої балки для визначення одиничного коефіцієнта δ_{D1} : ψ_x, ψ_y – кути повороту суміжних перетинів балки над опорою D від згину балки: а) основна система; б, в) допоміжна система: \bar{y} – переміщення опори в основній системі, навантаженої моментом X_D , l – відстань між опорами, м

Відповідно до викладеного

$$\delta_{D1} = \psi_x + \psi_y \quad (15)$$

причому, використовуючи рис. 2, б

$$\psi_m = \sum \int \frac{M_m(z)M_m(z)dz}{EI} = \frac{1}{2} \cdot l \cdot \frac{2}{3} \cdot 2 \cdot \frac{1}{EI} = \frac{2l}{3EI} \quad (16)$$

і рис. 2, в

$$\psi_y = \frac{2\bar{y}}{l} = 2 \cdot \frac{2}{cl^2} = \frac{4}{cl^2}. \quad (17)$$

Отже,

$$\delta_{D1} = \frac{2l}{3EI} + \frac{4}{cl^2}. \quad (18)$$

Визначимо значення вантажного коефіцієнта Δ_{DA} . На рис. 3 представлена розрахункова схема похилої балки для визначення коефіцієнта Δ_{DA} . У цій схемі вантажний коефіцієнт Δ_{DA} дорівнює сумі взаємних кутів повороту суміжних перетинів над опорою D при завантаженні основної системи зовнішнього навантаження (рис. 3, а).

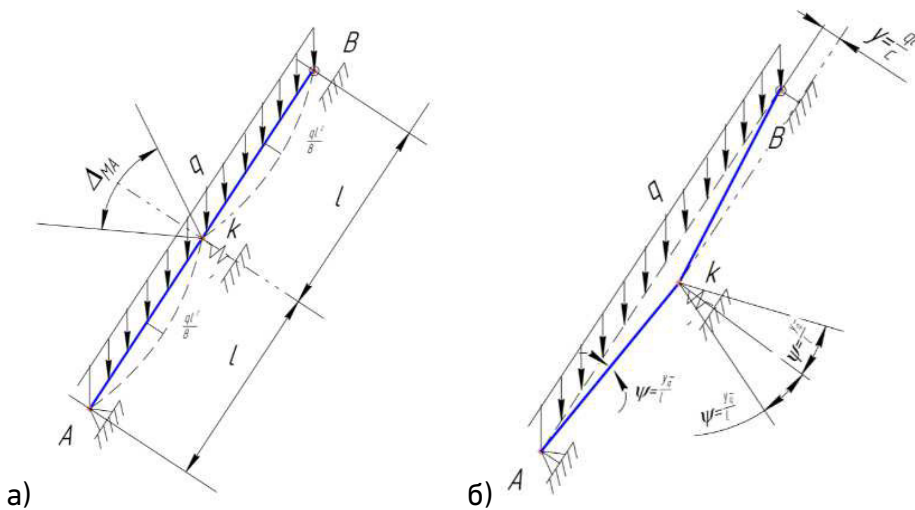


Рис. 3. Розрахункова схема похилої балки для визначення вантажного коефіцієнта Δ_{DA} а) основна система; б) допоміжна система:

$$\frac{q_y l^2}{8} - \text{згинаючий момент, } H \cdot \text{м}; q - \text{рівномірно розподілене}$$

навантаження, $\left(\frac{H}{\text{м}}\right)$; l – довжина прольоту, м; y – переміщення опори, м;

ψ – кут повороту

Відповідно до викладеного

$$\Delta_{DA} = \Delta_{DA}^{уз.} + \Delta_{DA}^{Ж}. \quad (19)$$

Визначимо значення вантажного коефіцієнта $\Delta_{DA}^{уз.}$ при згині

$$\Delta_{DA}^{уз.} = 2 \cdot \int_0^l \frac{M(z)M_M(z)dz}{EI} = 2 \left(\frac{2}{3} \cdot \frac{q_y l^2}{8} \cdot l \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{EI} \right) = \frac{q_y l^3}{12EI}. \quad (20)$$

Значення вантажного коефіцієнта $\Delta_{DA}^{Ж}$ з урахуванням жорсткості опори (рис. 3, б) визначається як

$$\Delta_{DA}^{Ж} = -\frac{2y_q}{l} = -\frac{2q_y l}{cl} = -\frac{2q_y}{c}. \quad (21)$$

Тоді

$$\Delta_{DA} = \frac{q_y l^3}{12EI} - \frac{2q_y}{c}. \quad (22)$$

Визначимо значення додаткового невідомого X_D ($H \cdot m$) в канонічному рівнянні (14).

З урахуванням отриманих виразів

$$X_D = \frac{\frac{q_y l^3}{12EI} - \frac{2q_y}{c}}{\frac{2l}{3EI} + \frac{4}{cl^2}} = \frac{\frac{q_y l^2}{l^3 c} \cdot \left(\frac{l^3 c}{l^3 c} - \frac{24EI}{l^3 c} \right)}{\frac{8}{l^3 c} \cdot \left(\frac{l^3 c}{l^3 c} + \frac{6EI}{l^3 c} \right)}. \quad (23)$$

Після відповідних перетворень

$$X_D = \frac{\frac{q_y l^2}{8} \left(1 - \frac{24EI}{cl^3} \right)}{1 + \frac{6EI}{cl^3}}, \quad (24)$$

де l – момент інерції площі поперечного перетину, m^4 .

Враховуючи згинальну жорсткість (EI) модельованою балки певної довжини l (м), а також жорсткість c $\left(\frac{H}{m} \right)$ опори D , введемо безрозмірний коефіцієнт k , що дорівнює відношенню [17, С. 20]

$$k = \frac{EI}{cl^3}. \quad (25)$$

Тоді вираз (24) можна записати у вигляді

$$X_D = \frac{1 - 24k}{8 + 48k} \cdot q_y l^2. \quad (26)$$

Позначимо множник у виразі (26) через n і отримаємо

$$n = \frac{1 - 24k}{8 + 48k}. \quad (27)$$

Залежно від коефіцієнта k , значення множника n можуть змінюватися так само, як і значення опорного моменту X_D ($H \cdot m$).

В табл. 1 приведено значення множника n і опорного моменту X_D ($H \cdot m$) при різних значеннях коефіцієнта k .

Таблиця 1

Результати розрахунку множника n і опорного моменту X_D при різних значеннях k

Коефіцієнт k	Множник n	Опорний згинаючий момент X_D ($H \cdot m$),
0	-0,12	$0,12 q_y l^2 \cos \alpha$
0,1	-0,1	$-0,10 q_y l^2 \cos \alpha$
0,5	-0,3	$-0,3 q_y l^2 \cos \alpha$
1,0	-0,4	$-0,4 q_y l^2 \cos \alpha$

На рис. 4 представлено епюри згинальних моментів для модельованої балки при різних значеннях коефіцієнта k в межах силової ділянки.

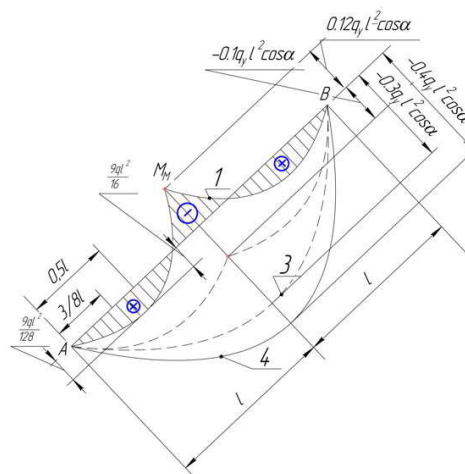


Рис. 4. Епюри згинальних опорних моментів M ($H \cdot m$) для модельованої балки при різних значеннях коефіцієнта k :
1- $k=0$; 2- $k=0,1$; 3- $k=0,5$; 4- $k=1,0$

Отримані епюри наочно показують вплив зміни коефіцієнта k на величину згинального опорного моменту X_D ($H \cdot m$) в перетинах модельованої балки (рис. 4).

На рис. 5 наведено графіки зміни згинального опорного моменту X_D ($H \cdot m$) при різних значеннях коефіцієнта k .

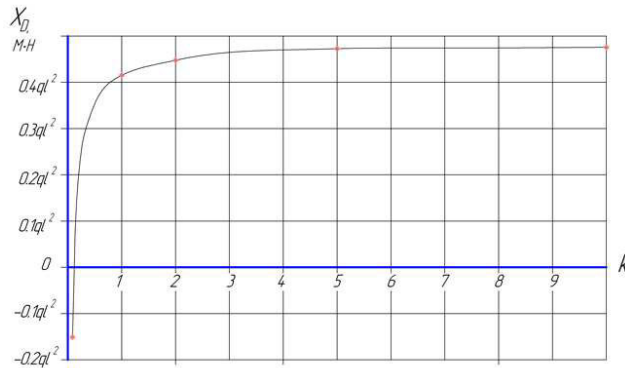


Рис. 5. Графік зміни згинального опорного моменту X_D ($H \cdot m$) при різних значеннях коефіцієнта k

З графіка видно, що зі збільшенням коефіцієнта k значення згинального опорного моменту X_D збільшуються по гіперболічній залежності. Причому при $k=2,0 - 10,0$, величина згинального опорного моменту знаходиться в інтервалі значень $(0,4 - 0,48) q_y l^2$ (рис. 5).

Експериментальні моделі. Дослідження виконувалися в лабораторії гірничого тиску ДонНТУ на експериментальних моделях з оптичних матеріалів¹. Мета лабораторних досліджень полягала у визначенні вихідної якісної картини розподілу дотичних напружень в вуглепородному масиві з виробками після виїмки вугілля при різних способах охорони відкатного штреку, з урахуванням деформаційних особливостей охоронних споруд.

Теоретичні основи моделювання методом фотопружності викладено в працях низки дослідників [18, С. 70; 19, С. 54].

Для проведення експериментів були виготовлені оптичні моделі з ігданіта (склад матеріалу: гліцерин – 30%, желатин – 25%, вода – 45%). Розміри моделі: 300 × 300 мм, товщина 20 мм, геометричний масштаб 1:100. Моделі імітували пластовий штрек з різними способами охорони: ціликами вугілля, накатними кострами

¹ В дослідженнях приймали участь асп. Каюн О.П., Бойченко Г.Є.

зі шпал або закладання виробленого простору. Критерії подібності, пружні і оптичні константи моделей, визначені відповідно до методики, розробленої в ІГС ім. О. О. Скочинського [18, С. 70]. Характеристики оптичних моделей, представлені в табл. 2. Модуль пружності закладного матеріалу бутової смуги прийнятий відповідно до [20, С. 44]. Дослідження моделей здійснювалося на поляризаційній установці ППУ-4 відомим способом зіставлення кольорів і смуг розподілу дотичних напружень [19, С. 54]. Всього було відібрано 9 моделей. Розподіл напружень вивчався в межах відкатного штреку, пройденого по вугільному пласту потужністю $m=1,0$ м. Штрек аркової форми (висота 2,5 м, ширина 2,5 м). Дослідження проводилося на моделях з шарами, які розглядалися як безпосередня і основна покрівля і підшва вугільного пласта, потужність яких відповідала 2 м і 4 м, де m – потужність пласта, м. При моделюванні імітували спосіб управління покрівлею повним обваленням. Відкатний штрек охороняли ціликами вугілля, дерев'яними кострами зі шпал та закладанням виробленого простору. Дерев'яні костри зі шпал, які зводяться над штреком, мали усадку до 50% і моделювалися поролоном, просоченим парафіном. Закладання виробленого простору з подрібленої породи, яка мала усадку до 30% у вигляді надштрекової смуги, моделювалася поролоном (з урахуванням просочення парафіном). Вугільний цілик над штреком представляв жорстке охоронне спорудження. Модель завантажувалася за схемою, в якій вертикальне навантаження відповідало глибині $H=1200$ м, а горизонтальне навантаження створювалося відсіччю бічних стінок моделі. Кут падіння пласта $\alpha = 60^\circ$.

Таблиця 2

Характеристика оптичних моделей

Найменування	Матеріал	Модуль пружності E , МПа
покрівля, підшва	модель	0,125
	натура	12500
вугільний пласт, охоронний цілик	модель	0,09
	натура	9000
дерев'яний костер	модель	0,006
	натура	600
закладний масив	модель	0,005
	натура	500

При аналізі статичного поля дотичних напружень в вуглепородному масиві вважалося, що об'ємний напружений стан бічних порід в міру віддалення від контуру виробки змінюється від стану, близького до узагальненого розтягування, до узагальненого стискання в глибині масиву [21, С. 56].

На рис. 6, а, б, в представлені схеми моделі статичного поля дотичних напружень у вуглепородному масиві при охороні відкатного штреку а) ціликами вугілля, б) дерев'яними кострами зі шпал, в) закладанням виробленого простору.

Аналіз статичного поля напружень в моделях вказує на те, що при охороні пластового відкатного штреку ціликами вугілля висотою $h=8$, маємо максимальну концентрацію напружень в бічних породах і навколо відкатного штреку (рис. 6, а). Використання ціликів вугілля для охорони відкатних штреків супроводжується їх інтенсивним силовим обігруванням з боку покрівлі і підшви вугільного пласта. Вивчення модельних картин розподілу напружень навколо відкатного штреку при охороні ціликами вугілля показує, що в усіх випадках дотичні напруження концентруються біля контуру виробки і верхньої межі цілика, в місці згину порід покрівлі і підшви пласта.

При охороні дільничої підготовчої виробки дерев'яними кострами зі шпал, які розміщуються над відкатним штреком, в бічних породах помітно знижується концентрація напружень, в порівнянні з охоронною ціликами вугілля (рис. 6, а, б).

З аналізу моделей випливає, що негативні прояви гірничого тиску навколо підготовчих виробок зводяться до мінімуму при використанні в якості охоронних споруд піддатливих опор (рис. 6, б, в). Це відбувається за рахунок плавного прогину покрівлі на площі контакту охоронних споруд з покрівлею і підшвою вугільного пласта.

На рис. 6 в зображена схема моделі статичного поля дотичних напружень навколо відкатного штреку при способі управління покрівлею в очисному вибої закладанням виробленого простору. В цьому випадку відкатний штрек охороняється широкою смугою з породи.

Експериментальні дані вказують на те, що використання закладання виробленого простору для підтримки бічних порід, знижує концентрацію напружень в вуглепородному масиві і навколо відкатного штреку, в порівнянні з охороною ціликами вугілля. Очевидним є те, що розміщення закладного масиву по всій довжині

відпрацьованої частини лави, у вигляді податливої смуги над штреком, забезпечує плавний прогин бічних порід. Перерозподіл напруження на контакті порід покрівлі та підосви із закладним масивом відбувається за рахунок збільшення площі фактичного дотику осідаючих порід з охоронним спорудженням (рис. 6, б, в).

Вважається [21, С. 59], що утворення зон концентрації напружень, варіації їх розмірів та зміна напружено-деформованого стану бічних порід залежить від жорсткості піддатливих охоронних споруд. Ступінь впливу жорсткості ціликів або піддатливих охоронних споруд, розташованих над штреком, з урахуванням їх розмірів на зміну напружено-деформованого стану бічних порід, пропонується оцінювати коефіцієнтом k за виразом (25).

Жорсткість охоронних споруд визначали за виразом [12, С. 201]

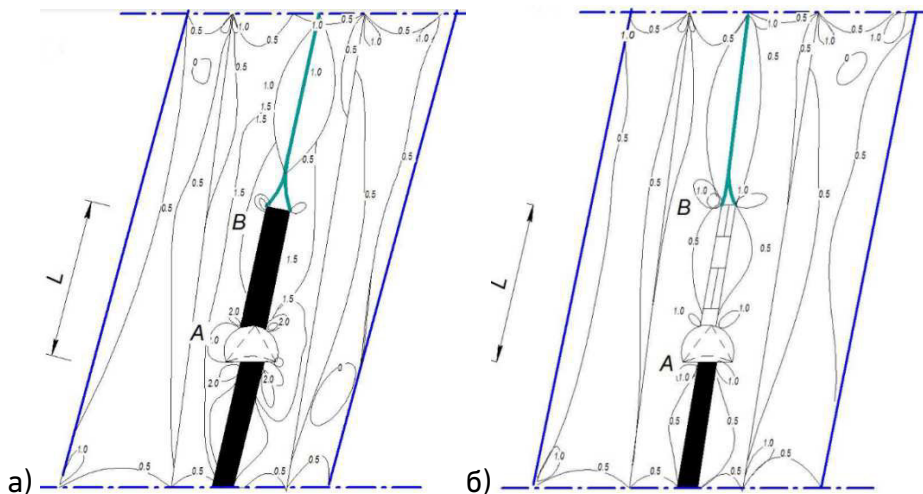
$$c = \frac{E \cdot S}{h}, \quad (28)$$

де E – модуль пружності охоронного спорудження, $\frac{H}{M^2}$;

S – площа поперечного перетину охоронної споруди, M^2 ;

h – висота, м.

З урахуванням експериментальних даних табл. 2, отримано значення коефіцієнта k (табл. 3). За даними табл. 3 побудовано графік зміни коефіцієнта k від жорсткості $c \left(\frac{H}{M} \right)$ охоронних споруд (рис. 7).



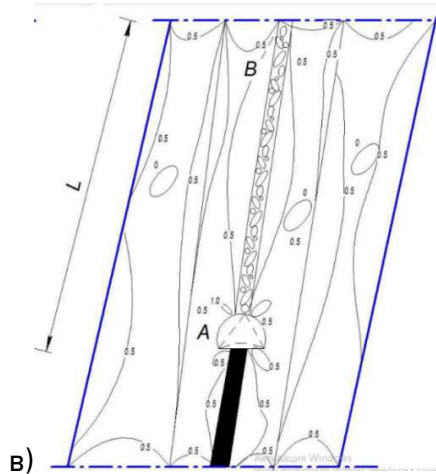


Рис. 6. Схема моделі статичного поля дотичних напружень у вуглепородному масиві при способі охорони відкатного штреку: а) ціликами вугілля; б) кострами з дерев'яних шпал; в) закладанням виробленого простору: L – довжина ділянки АВ у покрівлі, яка підтримується охоронним спорудженням, м

Таблиця 3

Результати розрахунку коефіцієнта k у моделі вуглепородного масиву з підготовчими виробками

Способи охорони	h , м	c , Н/м	L , м	k
цілики вугілля	0,01	14400	0,08	0,00017
дерев'яні костри	0,01	960	0,08	0,0025
закладний масив	0,01	1600	0,16	0,0002

З рис. 7 видно, що зі збільшенням жорсткості охоронних споруд, значення коефіцієнта k зменшується.

При викладені результатів досліджень слід зазначити, що при розкритті статичної невизначеності модельованої балки з проміжною опорою в середині прольоту, за додаткову невідому приймалися опорні моменти [12, С. 312; 13, С. 164]. Таким методичним прийомом вдалося скоротити кількість невідомих в одному рівнянні при будь-якому ступені статичної невизначеності модельованої балки і встановити вплив жорсткості проміжної опори на величину опорних моментів.

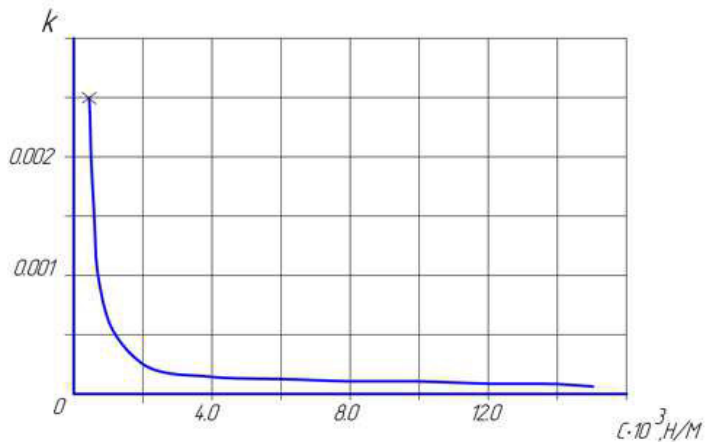


Рис. 7. Графік зміни коефіцієнта k від жорсткості $c \left(\frac{H}{M} \right)$ охоронних споруд в моделі вуглепородного масиву з виробками

Обговорення результатів дослідження

Проведені дослідження дозволили оцінити стійкість бічних порід крутого вугільного пласта у вуглепородному масиві, що вміщає виробки на моделі похилої балки, завантаженої зовнішнім навантаженням та на моделях із оптичних матеріалів при різних способах охорони відкритого штреку, з урахуванням деформаційних властивостей охоронних споруд (рис. 1, 6). Встановлено, що наявність жорсткої проміжної опори в шарнірній двопрогонової балці з рівномірно розподіленим навантаженням сприяє виникненню розтягуючих зусиль на середній опорі. В цьому випадку двопрогонову балку з рівними прольотами можна розглядати як дві однопрогонові балки, у яких одна опора шарнірна (опора А чи В), а друга – має жорстке защемлення (опора D).

При моделюванні стійкості нерозрізних несучих балок постійного перерізу, що згинаються в одній площині і статичних навантаженнях, рівновагу модельованого вантажонесучого елемента оцінювали з урахуванням перерозподілу опорних і прогонних моментів. Визначено умови виникнення згинальних моментів в похилій балці з проміжною опорою. Встановлені умови виникнення граничної рівноваги балки, що моделюється під дією зовнішнього навантаження (рис. 1, 2, 3, 4, табл. 1, рис. 5).

На моделях з оптичних матеріалів (рис. 6, а, б, в) встановлений вплив жорсткості охоронних споруд підготовчої виробки на характер розподілу напружень у вуглепородному масиві. Негативні прояви гірничого тиску в породах покрівлі, підшви і на контурі виробки зводяться до мінімуму при охороні відкатного штреку закладанням виробленого простору (рис. 6, в). Шляхом порівняння вихідних якісних картин розподілу дотичних напружень в моделі вуглепородного масиву з виробками, (рис. 6, а, б, в) встановлені значення коефіцієнта k (вир. 25, табл. 3). Величина коефіцієнта k залежить від L (м) довжини ділянки АВ в породах покрівлі (рис. 6, а, б, в), (вир. 28, табл. 3) і жорсткості вантажонесучої охоронних споруд $c \left(\frac{H}{m} \right)$ (вир. 28, табл. 3).

При збільшенні L (м) та урахуванні зміни жорсткості охоронних споруд гірничих виробок, коли відбувається плавний прогин бічних порід у моделі вуглепородного масиву, фіксується зменшення концентрації напружень навколо відкатного штреку, величини згинаючих моментів у покрівлі та коефіцієнту k (рис. 6, вир. 25). Зіставлення рівня згинальних моментів для найбільш несприятливих умов завантаження балки при розподіленому навантаженні показало, що забезпечуючи плавну передачу навантаження на вантажонесучу опору, з урахуванням її розмірів, за рахунок зміни її жорсткості, можна досягти зниження рівня згинальних моментів і запобігти небезпеці руйнувань покрівлі, а також обмежити переміщення вантажонесучого елемента.

Таким чином, в результаті виконаних досліджень встановлено вплив жорсткості підтримуючих опор на величину опорних моментів, що проявляються у виробленому просторі вуглепородного масиву при зависанні покрівлі. При виборі способу управління гірничим тиском в очисному вибої і типу підтримуючих опор слід враховувати жорсткість охоронних споруд та фізико-механічні характеристики бічних порід. Це дозволить, при правильному співвідношенні згинальної жорсткості бічних порід до жорсткості охоронних споруд гірничих виробок, посилити прогонну частину покрівлі по висоті поверху в зоні дії згинальних моментів, після розшарування нависаючої товщі у вуглепородному масиві. При розробці крутих вугільних пластів стійкість покрівлі забезпечується системою підтримуючих опор, розташованих у виробленому просторі виїмкової

дільниці вугільної шахти.

Висновок. З метою збереження цілісності бічних порід у вуглепородному масиві і забезпечення експлуатаційного стану гірничих виробок на виїмкових дільницях вугільної шахти з крутим заляганням пластів, доцільне застосування системи охоронних піддатливих підтримуючих опор, розташованих у виробленому просторі. Наявність таких охоронних споруд підсилює прогонну частину покрівлі по падінню пласта і сприяє стійкості бічних порід позаду очисного вибою по довжині виїмкової дільниці. Для досягнення максимального ефекту використання підтримуючих опор, необхідно визначати питання їх жорсткості з фізико-механічними властивостями бічних порід, що дозволить обмежити руйнування та зміщення покрівлі, запобігти небезпеці обвалень і забезпечити стійкість відкатних штреків.

1. Николин В. И., Подкопаев С. В., Малеев Н. В., Агафонов А. В. Снижение травматизма от проявлений горного давления. Донецк : Норд Пресс, 2005. 324 с. 2. Руппенейт К. В., Либерман Ю. М. Введение в механику горных пород. Москва : Госгортехиздат, 1960. 355 с. 3. Шашенко А. Н., Пустовойтенко В. П., Сдвижкова Е. А. Геомеханика. Киев : Новый друк, 2016. 528 с. 4. S. Podkopaiev, V. Gogo, I. Yefremov, O. Kipko, I. Iordanov, Yu. Simonova. Phenomena of stability of the coal seam roof with a yielding support. *Mining of Mineral Deposits*. 2019. Vol. 13, Issue 4. Pp. 28–41. URL: <https://doi.org/10.33271/mining13.04.028> (дата звернення: 12.02.2022). 5. Кошелев К. В., Петренко Ю. А., Новиков А. О. Охрана и ремонт горных выработок. М. : Недра, 1990. 256 с. 6. Викторов С. Д., Гончаров С. А., Иофис М. А., Закалинский В. М. Механика сдвижения и разрушения горных пород. М. : РАН, 2019. 360 с. ISBN 978-5-907036-13-0. 7. Вахромеев С. А. Месторождения полезных ископаемых, их классификация и условия образования. М. : Недра, 1979. 288 с. 8. Жуков В. Е. Об одной стратегической ошибке в разрешении проблемы разработки крутых пластов. *Уголь Украины*. 2001. № 7. С. 6–10. 9. Чепіга Д. А. Обґрунтування та розробка способів підвищення безпеки праці гірників у виїмкових дільницях глибоких шахт : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.26.01 / ДВНЗ «ДонНТУ». Покровськ, 2019. 24 с. 10. Подкопаев С. В., Гого В. Б., Ефремов И. А., Иорданов И. В., Носач А. К., Симонова Ю. И. Моделирование устойчивости кровли угольного пласта с податливой опорой различной жесткости. *Вісті Донецького гірничого інституту*. 2019. № 1(44). С. 7–22. 11. Якоби О. Практика управления горным давлением. М. : Недра, 1987. 566 с. 12. Феодосьев В. И. Сопротивление материалов : учебник для вузов. 10-е изд., перераб. и доп. Москва : Изд-во МГТУ им. Н. Э. Баумана, 1999.

T. 2. 592 с. **13.** Timoshenko S., Woinowsky-Krieger S. Theory of Plates and Shells. 2nd edition. New York : McGraw-Hill, 1959. 580 p. **14.** Писаренко Г. С., Квітка О. Л., Уманський Е. С. Опір матеріалів : підручник / за ред. Г. С. Писаренка. Київ : Вища школа, 1993. 655 с. **15.** Reddy J. N. Theory and Analysis of Elastic Plates and Shells. 2nd Edition. CRC Press, Taylor & Francis Group, 2007. 547 p. **16.** Шакирзянов Р. А., Шакирзянов Ф. Р. Динамика и устойчивость сооружений. Казань : Изд-во Казанс. гос. архит.-стр. ун-та, 2005. 120 с. **17.** A. Korol. The influence of the rigidity of mining security structures on the stability of side rocks in the coal rock massif. *Technology audit and production reserves*. 2021. № 3 / 1 (59). Pp. 19–22. doi: 10.15587/2706–5448.2021.235403. **18.** Хаимова-Малкова Р. И. Метод исследования напряжений поляризационно-оптическим методом. М. : Наука, 1970. 194 с. **19.** Методические указания по изготовлению моделей из оптических чувств для исследований горного давления. Л. : ВНИМИ, 1970. 180 с. **20.** Соцков В. А., Деревягина Н. И. Определение рациональных параметров закладки выработанного пространства при селективной добыче угля. *Збірник наукових праць Націон. гірн. ун-ту*. 2019. № 59–04. С. 43–54. URL: <https://doi.org/10.3327/crnpnu59.043> (дата звернення: 12.02.2022). **21.** Баклашов И. В. Деформируемость и разрушение массивов. М. : Недра, 1988. 271 с. **22.** Гого В. Б., Кипко А. Е., Власенко Н. Н., Симонова Ю. И., Подкопаев Е. С. Особенности напряженно деформированного состояния боковых пород в оценке эксплуатационного состояния горных выработок. *Вестник Донецкого горного института*. 2019. № 1. С. 53–64. DOI: 10.31474/1999-981X-2019-1-53-64.

REFERENCES:

1. Nikolin V. I., Podkopaev S. V., Maleev N. V., Agafonov A. V. Snijenie travmatizma ot proyavleniy gornogo davleniya. Donetsk : Nord Press, 2005. 324 s. **2.** Ruppeneyt K. V., Liberman Yu. M. Vvedenie v mehaniku gorniyh porod. Moskva : Gosgortehizdat, 1960. 355 s. **3.** Shashenko A. N., Pustovoytenko V. P., Sdvijkova E. A. Geomehanika. Kiev : Novyy druk, 2016. 528 s. **4.** S. Podkopaiev, V. Gogo, I. Yefremov, O. Kipko, I. Iordanov, Yu. Simonova. Phenomena of stability of the coal seam roof with a yielding support. *Mining of Mineral Deposits*. 2019. Vol. 13, Issue 4. Pp. 28–41. URL: <https://doi.org/10.33271/mining13.04.028> (дата звернення: 12.02.2022). **5.** Koshelev K. V., Petrenko YU. A., Novikov A. O. Ohrana i remont gorniyh vyirabotok. M. : Nedra, 1990. 256 s. **6.** Viktorov S. D., Goncharov S. A., Iofis M. A., Zakalinskiy V. M. Mehanika sdvijeniya i razrusheniya gorniyh porod. M. : RAN, 2019. 360 s. ISBN 978-5-907036-13-0. **7.** Vahromeev S. A. Mestorojdeniya poleznyih iskopaemyih, ih klassifikatsiya i usloviya obrazovaniya. M. : Nedra, 1979. 288 s. **8.** Jukov V. E. Ob odnoy strategicheskoy oshibke v razreshenii

problemyi razrabotki krutyih plastov. *Ugol Ukrainyi*. 2001. № 7. S. 6–10.

9. Chepiha D. A. Obgruntuvannia ta rozrobka sposobiv pidvyshchennia bezpeky pratsi hirnykiv u vyimkovykh dilnytsiakh hlybokykh shakht : avtoref. dys. ... kand. tekhn. nauk : 05.26.01 / DVNZ «DonNTU». Pokrovsk, 2019. 24 s.

10. Podkopaev S. V., Gogo V. B., Efremov I. A., Iordanov I. V., Nosach A. K., Simonova Yu. I. Modelirovanie ustoychivosti krovli ugolnogo plasta s podatlivoy oporoy razlichnoy jestkosti. *Visti Donetskoho hirnychoho instytutu*. 2019. № 1(44). S. 7–22.

11. Yakobi O. Praktika upravleniya gornym davleniem. M. : Nedra, 1987. 566 s.

12. Feodosev V. I. Soprotivlenie materialov : uchebnyk dlya vuzov. 10-e izd., pererab. i dop. Moskva : Izd-vo MG TU im. N. E. Baumana, 1999. T. 2. 592 s.

13. Timoshenko S., Woinowsky-Krieger S. Theory of Plates and Shells. 2nd edition. New York : McGraw-Hill, 1959. 580 p.

14. Pysarenko H. S., Kvitka O. L., Umanskyi E. S. Opir materialiv : pidruchnyk / za red. H. S. Pysarenka. Kyiv : Vyshcha shkola, 1993. 655 s.

15. Reddy J. N. Theory and Analysis of Elastic Plates and Shells. 2nd Edition. CRC Press, Taylor & Francis Group, 2007. 547 p.

16. Shakirzyanov R. A., Shakirzyanov F. R. Dinamika i ustoychivost sooruzheniy. Kazan : Izd-vo Kazans. gos. arhit.–str. un-ta, 2005. 120 s.

17. A. Korol. The influence of the rigidity of mining security structures on the stability of side rocks in the coal rock massif. *Technology audit and production reserves*. 2021. № 3 / 1 (59). Pp. 19–22. doi: 10.15587/2706–5448.2021.235403.

18. Haimova-Malkova R. I. Metod issledovaniya napryajeniy polarizatsionno-opticheskim metodom. M. : Nauka, 1970. 194 s.

19. Metodicheskie ukazaniya po izgotovleniyu modeley iz opticheskikh chuvstv dlya issledovaniy gornogo davleniya. L. : VNIMI, 1970. 180 s.

20. Sotskov V. A., Derevyagina N. I. Opredelenie ratsionalnykh parametrov zakladki vyirabotannogo prostranstva pri selektivnoy dobyche uglya. *Zbirnyk naukovykh prats Natsion. hirn. un-tu*. 2019. № 59–04. S. 43–54. URL: <https://doi.org/10.3327/crpnmu.59.043> (data zvernennia: 12.02.2022).

21. Baklashov I. V. Deformiruemost i razrushenie massivov. M. : Nedra, 1988. 271 s.

22. Gogo V. B., Kipko A. E., Vlasenko N. N., Simonova Yu. I., Podkopaev E. S. Osobennosti napryajenno deformirovannogo sostoyaniya bokovyih porod v otsenke ekspluatatsionnogo sostoyaniya gornyih vyirabotok. *Vestnik Donetskogo gornogo instituta*. 2019. № 1. S. 53–64. DOI: 10.31474/1999-981X-2019-1-53-64.

**Bessarab I. M., Post-graduate Student, Podkopaiev Y. S.,
Post-graduate Student** (Donetsk National Technical University,
Pokrovsk)

ASSESSMENT OF THE STABILITY OF WALL ROCKS OF THE STEEP COAL SEAM IN THE MODEL OF COAL MASSIF WITH WORKINGS

To determine the conditions of the stability of wall rocks of the steep coal seam in the model of the coal massif for providing the operational condition of workings, taking into account the safety method.

To achieve this goal, analytical research using the basics of classical mechanics and resistance of materials were performed, in which the roof of a steep coal seam in the model of coal massif with workings was simulated in the form of an inclined beam loaded with external loads and research on models from optical materials, when the distribution of tangential stresses around the haulage roadway was studied under different safety methods, taking into account the deformation characteristics of the constrictions supporting lateral rocks.

In the model of the coal massif the inclined beam, which simulates the roof of the coal seam, was considered as the main load-bearing element. According to the results of research, the conditions of loss of stability of the load-bearing element due to the occurrence of bending moments in the research model are determined. The influence of the stiffness of the intermediate support on the amount of bending moments in the inclined beam is established. On models from optical materials the influence of deformation characteristics of protection constructions on distribution of stresses in a roof and a floor at various ways of protection of a haulage road is determined. It is proved that in order to ensure the condition of boundary equilibrium of the inclined beam, it is necessary to determine the stiffness of the intermediate supports with the physical and mechanical characteristics of the lateral rocks. This permits to strengthen the span of the beam along the length in the area of significant bending moments which have an affect on the stability of the load-bearing element and this permits to limit its movement.

Conditions of stability of wall rocks in the coal massif are provided due to change of rigidity of protective constructions of

workings that leads to decrease in level of bending moments at a smooth deflection of the roof.

In the development of steep coal seams, the stability of wall rocks, which determines the operational condition of workings and mine safety on the excavation section of the coal mine, is provided by a system of pliable roof supports located in the mined-out space of the coal massif along the excavation section.

***Keywords:* wall rocks; stability; coal massif; inclined beam; support; external load.**
