

УДК 539.384.2:622.834

DOI: 10.31474/2415-7902-2021-1(6)-2(7)-93-110

Я.О. Ляшок, С.В. Подкопаєв, Л.Л. Бачурін, Я.П. Бачуріна,
А.В. Король, О.М. Ткачук, М.О. Григорець

ОБҐРУНТУВАННЯ ОБЛАСТІ ЗАСТОСОВНОСТІ ТА ПАРАМЕТРІВ СПРОЩЕНИХ РОЗРАХУНКОВИХ МОДЕЛЕЙ ПОКРІВЛІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ КРУТОГО І КРУТОПОХИЛОГО ЗАЛЯГАННЯ

Мета. Обґрунтування спрощення методів моделювання стійкості бічних порід в вуглепородному масиві, що вміщує виробки при вивченні згинаючих деформацій.

Методи. Для досягнення поставленої мети були виконані аналітичні дослідження з застосуваннями основних положень теорії пластин і теорії пружності, в яких покрівля крутого вугільного пласта розглядалася у вигляді прямокутної пластини або балки прямокутного поперечного перерізу одиничної ширини з різними типами опор.

Результати. В результаті зіставлення розв'язань отриманих диференціальних рівнянь згину прямокутних пластин і балок, що знаходяться під дією рівномірно розподіленого навантаження, обґрунтовані допустимі співвідношення висоти і ширини поперечного перерізу одиничного елемента, за яких перехід до спрощеної розрахункової схеми покрівлі вугільного пласта у вигляді балки дозволяє прогнозувати її переміщення і величину прогину при вивченні згинаючих деформацій бічних порід. З урахуванням розмірів поперечного перерізу балки і кута нахилу до горизонту, визначена область застосування методу.

Наукова новизна. Встановлені залежності дозволяють визначити величину прогину і напрямок вектору повного переміщення покрівлі вугільного пласта, що розглядається у вигляді балки під дією рівномірно розподіленого навантаження, з урахуванням відношення лінійних розмірів поперечного перерізу і кута нахилу.

Практична значимість. Використання запропонованого методу визначення величини прогину і переміщення покрівлі у вигляді балки при дослідженні згинаючих деформацій в вуглепородному масиві, що вміщує виробки, дозволить оцінити стійкість бокових порід при виїмці вугілля смугами за падінням або підняттям.

Ключові слова: виїмання крутих пластів, стійкість бічних порід, прогин, балка, щитова виїмка.

Вступ. Забезпечення експлуатаційного стану гірничих виробок на виїмкових дільницях глибокої вугільної шахти є однією з умов забезпечення проектних показників вуглевидобутку. При розробці крутопохилих або крутих вугільних пластів і традиційному поверховому способі підготовки шахтного поля, термін служби виїмкових дільниць може становити від 2 до 5 років. Цей період часу дільничні підготовчі виробки повинні знаходитися в експлуатаційному стані.

Досвід роботи вугільних шахт, що розробляють крутопохилі або круті пласти, показує, що однією з основних причин, які знижують ефективність очисних робіт, є небезпечні динамічні обвалення порід покрівлі в привибійному і виробленому просторі. При поверховому способі підготовки вугільних пластів стан дільничних підготовчих виробок залежить від способу управління гірничим тиском. Основною проблемою при управлінні гірничим тиском в очисному вибої є зависання покрівлі, що сприяє збільшенню навантаження на кріплення і охоронні споруди підтримуваних виробок. Динамічні явища, спровоковані зависанням покрівлі та її площинних обваленнях, призводять до завалів гірничих виробок. Аварійні ситуації на виїмкових дільницях, які пов'язані із завалами відкотних штреків, виникають при невідповідності параметрів кріплення, що зводиться в очисному вибої, та величиною і характером деформацій бічних порід вугільного пласта, що виймається.

На даний час, видобуток вугілля на крутопохилих і крутих вугільних пластах здійснюється в Україні, Туреччині, РФ та Китаї. Основним засобом комплексної механізації вуглевидобутку є щитові агрегати, використання яких дозволяє здійснювати виїмку вугілля без присутності гірників в очисному вибої.

Разом з тим виїмання вугілля щитовими агрегатами смугами по падінню інтенсифікує процес руйнування вуглепородного масиву (в порівнянні з традиційним відпрацюванням вугільних пластів лавами за простяганням) і справляє негативний вплив на стан підтримуваних виробок. При цьому дуже важливе значення має правильний вибір засобів кріплення виробленого простору позаду щитового агрегату. У більшості випадків кріплення здійснюється дерев'яними стояками під розпил і за тримкістю не забезпечує надійного підтримання бічних порід у виробленому просторі. Такий стан сприяє погіршенню геомеханічної ситуації на виїмковій дільниці і зниженню безпеки гірничих робіт.

Оскільки ефективність відпрацювання крутопохилих і крутих вугільних пластів залежить від експлуатаційного стану гірничих виробок на виїмковій дільниці, оцінка стійкості бічних порід при виїмці вугілля смугами по падінню для прогнозування стану покрівлі є важливим завданням, яке передбачається розв'язати в даному дослідженні.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. В умовах розробки крутопохилих і крутих вугільних пластів особливість реального вуглепородного масиву, що вміщує виробки полягає в тому, що, як правило, контакт між породними шарами представлений глинистими різницями. У зонах розвантаження глинисті породи, збільшуючись в об'ємі, сприяють відриву шарів більш міцних порід, в результаті чого формуються умови для обвалень [1]. Зруйнована порода у вигляді породних блоків розміщується в привибійному і виробленому просторі і формує несприятливу геомеханічну ситуацію навколо гірничих виробок виїмкової дільниці.

Відомо [2], що при підземній розробці вугільних родовищ вибір способу виїмки залежить від властивостей пласта, що виїмається, і вміщуючих порід. При відпрацюванні крутопохилих і крутих вугільних пластів механізованим способом, найбільш поширеним варіантом є щитова виїмка, коли вугілля руйнується за допомогою конвеєроструга [3]. В цьому випадку система розробки пласта класифікується напрямком переміщення очисного вибою у виїмковому полі щодо елементів залягання пласта. Застосування щитових агрегатів (типу АЩ, АНЩ) в умовах крутопохилого або крутого падіння зумовлює відпрацювання пласта на виїмковій дільниці широкими смугами (шириною 40-60 м) за простяганням з посуванням очисного вибою за падінням [27, 28]. Для таких умов відпрацювання вугільних пластів пошуки шляхів вирішення проблеми профілактики обвалень бічних порід ведуться в основному в напрямку створення технологічних і ефективних способів запобігання небезпечних зависань покрівлі у виробленому просторі за рахунок підвищення тримкості кріплення [3, 4]. Однак можливості і перспективи використання техніки і технології видобутку вугілля на великих глибинах, що застосовуються в даний час на шахтах, потребують переосмислення з метою істотної зміни ситуації в галузі [29]. Одним з можливих варіантів альтернативних рішень може бути перехід на нетрадиційні способи управління покрівлею при виїмці крутих вугільних пластів [30].

Для прогнозування і оцінки стійкості бічних порід у вуглепородному масиві, існують різні методи, які дозволяють виконати аналіз стану порід покрівлі у вигляді моделі балки, плити або пластини [2, 5—7]. Проте існуючі методи розрахунку мають низку обмежень і не дають відповіді на ряд питань, які висуває практика гірничої справи. Велика частина цих методів носить занадто складний для практичних обчислень характер. Наявні методи не завжди дозволяють розраховувати складні просторові системи, в результаті чого отримані рішення прийнятні тільки для обмеженого кола завдань.

Аналіз відомих досліджень показує, що стійкість гірничих виробок в вуглепородному масиві залежить від напружено-деформованого стану (НДС) бічних порід. При вирішенні таких завдань оцінка стійкості бічних порід ґрунтується на

застосуванні теорії пружності, в припущенні, що в очисному вибої покрівля вугільного пласта згинається і деформується подібно плиті (пластині) або балці з різними типами опор [2, 5, 8].

Завдання згину плит і пластин вивчені в роботах багатьох фахівців в якості тривимірної задачі теорії пружності [9–12, 14–16]. Ці завдання дозволяють досліджувати згини, деформації та згинальні моменти через прогини відповідних точок серединної площини деформованого твердого тіла. В рамках тривимірної задачі теорії пружності вирішуються складні диференціальні рівняння четвертого порядку в часткових похідних. При цьому використовуються різні граничні умови, а приклади розрахунку або зведені розрахункові таблиці призводять з урахуванням впливу навантажень [10]. Такі дослідження в просторовій постановці є однією з складних задач теорії пружності [25, 26] і не завжди відповідають реальним умовам розробки вугільних пластів. У тих випадках, коли задача не має точного розв'язання або воно формулюється у вигляді тригонометричного ряду, незручного в практичних обчисленнях, дослідники звертаються до наближених методів. Широке застосування в теорії пластин отримали такі методи, як наближений метод Рітца [9], метод кінцевих різниць [12], метод Бубнова-Гальоркіна [12, 13].

За необхідності детальної оцінки НДС успішно використовуються різні методи чисельного моделювання, проте в ряді задач аналітичне рішення необхідне для визначення параметричних даних. Видається очевидним, що традиційні методи розрахунку, засновані на послідовному спрощенні просторових задач теорії пружності, малоефективні через їх складність. Щоб вибрати відповідний метод розрахунку, необхідно звернутися до аналізу існуючих варіантів теорії пластин і балок. Причому корисно дослідити процедуру побудови цих варіантів і їх кінцеві рівняння. Для прогнозування і оцінки стійкості покрівлі необхідно вирішити ряд завдань, найбільш важливими з яких є уточнення розрахункових схем (у сенсі їх зближення з реальними умовами) і спрощення методів розрахунку з метою більш широкого впровадження в інженерну практику.

Постановка завдань. Порівняти розрахункові моделі згину покрівлі у вигляді прямокутної пластини або балки прямокутного поперечного перерізу для аналітичної оцінки стійкості бічних порід в вуглепородному масиві, що вміщує виробки, при дії зовнішніх навантажень.

Викладення основного матеріалу. При розробці крутопохилих або крутих вугільних пластів із застосуванням поверхового способу підготовки і різних способів управління покрівлею в очисному вибої, визначальний вплив на збереження виробок в вуглепородному масиві має стійкість бічних порід. Специфіка управління гірським тиском при виїмці вугільних пластів пов'язана з тим, що очисна виробка переміщується в просторі, сприяючи оголенню порід покрівлі. При досягненні критичних значень площі оголень відбувається обвалення порід. Стійкість бічних порід навколо підтримуваних гірничих виробок залежить від їх напружено-деформованого стану (НДС) при дії зовнішніх навантажень.

Стійкість породного оголення позаду очисного вибою залежить від величини прогину покрівлі. При цьому розшаровані породи розглядаються як плити або балки з різними типами опор. Дослідження величини прогину покрівлі в такому випадку можна здійснити на геометрично подібних моделях. Товщина шару покрівлі впливає на його властивості при згині. Залежно від ставлення товщини і найменшого розміру в плані, шар розглядається як плита, пластина або балка.

Вважається [13, 14], що для жорсткої пластини величина відношення максимального прогину $w_{\max}$ (м) до її товщини h (м) задовольняє умові:

$$\frac{w_{\max}}{h} \leq \left(\frac{1}{5} \dots \frac{1}{2} \right),$$

а відношення товщини до найменшого характерного розміру в плані:

$$\frac{1}{5} \geq \frac{h}{l} \geq \frac{1}{80}.$$

При таких параметрах досліджувана модель розглядається як тонка жорстка пластина, яка розраховується відповідно до наближеної теорії згину пластин, заснованої на припущеннях Кірхгофа [15, 16]. Виконаємо аналітичні дослідження, що дозволяють обґрунтувати перехід до спрощеної моделі покрівлі в вуглепородному масиві при згині.¹

На рис. 1 представлена розрахункова схема щодо визначення прогину покрівлі вугільного пласта в геометричних розмірах виїмкової смуги. Визначимо у відпрацьованій смузі прогин покрівлі (рис. 1а).

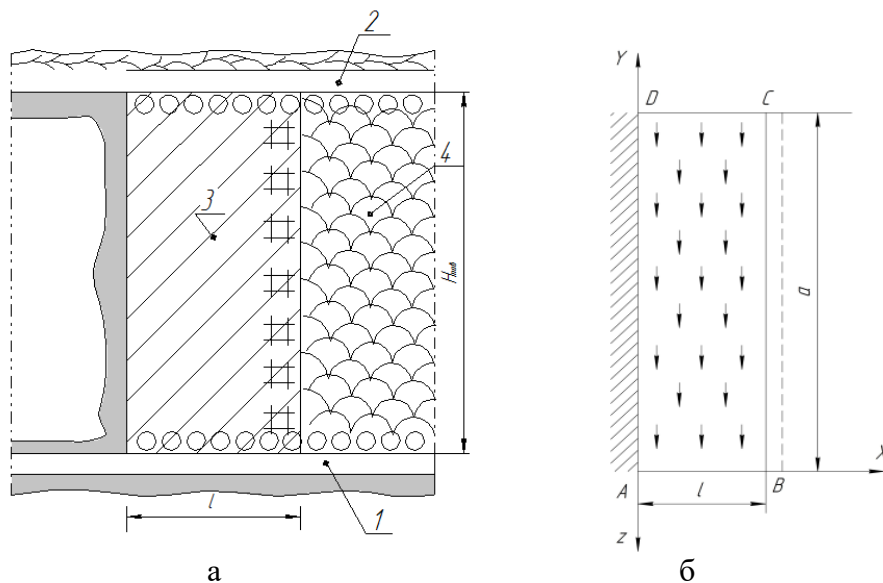


Рисунок 1 – Розрахункова схема до визначення прогину покрівлі вугільного пласта за простяганням виїмкової смуги: а) загальна схема виїмкової ділянки при відпрацюванні крутого вугільного пласта смугами за падінню або підняттям; б) схема порід покрівлі у вигляді прямокутної пластини ABCD; 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – модельована покрівля; 4 – вироблений простір; $H_{\text{пов}}$ – висота поверху, м; a – довжина пластини, м; l – ширина пластини, м; q – рівномірно розподілене навантаження, Н/м².

Розглянемо прямокутну пластину ABCD, яка має довжину a (м) й ширину l (м). Довжина пластини a відповідає розміру похилої висоти поверху. Одна з кромки (AD) пластини з боку вугільного масиву жорстко затиснена, а друга (BC) має шарнірне обпирання. Краї AB і DC прямокутної пластини вільні. Пластина завантажена рівномірно розподіленим навантаженням q (Н/м²) (рис. 1б).

Виберемо систему координат таким чином, щоб вісь Y була направлена уздовж закріпленого краю AD прямокутної пластини. Ось X розташовується в серединній площині, а вісь Z спрямована вниз і перпендикулярна до серединній площини пластини (рис. 1б). Для точок серединній площини координата $Z = 0$. Переміщення, які під дією навантаження отримують точки серединній площини в напрямку осі Z , будемо вважати прогинами.

¹ У дослідженнях брали участь к.т.н. Іорданов І.В., інж. Положий А.В.

Запишемо диференціальне рівняння згину модельованої пластини. Вважаємо, що функція прогинів w модельованої прямокутної пластини не залежить від координати y і є функцією аргументу x . У цьому випадку має місце циліндричний згин, коли одна з головних кривизн зігнутої серединної поверхні дорівнює нулю.

Для модельованої системи рівняння Софі Жермен-Лагранжа [9, 11, 17] приймає вид:

$$\frac{\partial^4 w}{\partial x^4} = \frac{q}{D}$$

де D – циліндрична жорсткість пластини, Н·м;

внаслідок того, що всі похідні функції прогинів по аргументу y обертаються в нуль.

В результаті послідовного інтегрування виразу (1) отримаємо:

$$\frac{\partial^3 w}{\partial x^3} = \frac{q}{D} x + C_1, \quad (1)$$

$$\frac{\partial^2 w}{\partial x^2} = \frac{q}{D} \frac{x^2}{2} + C_1 x + C_2, \quad (2)$$

$$\frac{\partial w}{\partial x} = \frac{q}{2D} \frac{x^3}{3} + C_1 \frac{x^2}{2} + C_2 x + C_3, \quad (3)$$

$$w = \frac{q}{6D} \frac{x^4}{4} + \frac{C_1}{2} \frac{x^3}{3} + C_2 \frac{x^2}{2} + C_3 x + C_4, \quad (4)$$

де C_1, C_2, C_3 і C_4 – постійні інтегрування.

Для визначення постійних інтегрування використовуємо граничні умови:

- при $x=0, w=0, C_4=0$;
- при $x=0, \frac{\partial w}{\partial x} = 0, C_3=0$;
- при $x=l, \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} = 0; \frac{ql^2}{2D} + C_1 l + C_2 = 0$;
- при $x=l, w=0, \frac{ql^4}{24D} + C_1 \frac{l^3}{6} + C_2 \frac{l^2}{2} = 0$.

З використанням встановлених виразів одержуємо систему лінійних алгебраїчних рівнянь щодо постійних інтегрування C_1 і C_2 . З урахуванням цього, рівняння рівноваги системи, що моделюється, представляємо в матричній формі [15]:

$$\begin{bmatrix} l & 1 \\ \frac{l}{3} & 1 \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} C_1 \\ C_2 \end{bmatrix} = - \begin{bmatrix} \frac{ql^2}{2D} \\ \frac{ql^2}{12D} \end{bmatrix}. \quad (1)$$

З (6) визначимо C_1 і C_2 . Отримуємо

$$C_1 = -\frac{5ql}{8D}, \quad (2)$$

і

$$C_2 = \frac{1}{8} \frac{ql^2}{D}. \quad (3)$$

З урахуванням встановлених виразів рівняння прогинів прямокутної пластини має вигляд:

$$w = \frac{1}{24} \frac{q}{D} x^4 - \frac{5}{48} \frac{q}{D} l x^3 + \frac{1}{16} \frac{q}{D} l^2 x^2. \quad (4)$$

Величину циліндричної жорсткості пластини визначимо як в [9, 10] за виразом:

$$D = \frac{Eh^3}{12(1-\nu^2)}, \quad (5)$$

де E – модуль пружності, Па;

h – товщина пластини, м;

ν – коефіцієнт Пуассона.

Згинальні моменти в довільному перерізі прямокутної пластини при згині визначаються за наступними виразами [18]:

$$M_x = D \left(\frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + \nu \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right), \quad (6)$$

i

$$M_y = D \left(\frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + \nu \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right). \quad (7)$$

Для модельованої пластини ABCD з урахуванням (9), коли прогин є функцією аргументу x , згинальні моменти в довільному перерізі дорівнюватимуть:

$$M_x = -\frac{1}{2}qx^2 + \frac{5}{8}qlx - \frac{1}{8}ql^2, \quad (8)$$

i

$$M_y = \nu M_x. \quad (9)$$

Розглянемо покрівлю вугільного пласта у вигляді моделі балки. Визначимо прогин балки прямокутного перерізу, тобто смуги одиничної ширини. Для цього розділимо пластину ABCD в межах її кордонів уздовж осі Y на балки-смуги одиничної ширини. Вважаємо, що довжина кожної балки залишається постійною і дорівнює l . Балки знаходяться в однакових умовах. Розглянемо балку з жорстко затисненою опорою A і шарнірно-рухомою опорою B . Балка AB довжиною l завантажена рівномірно розподіленим навантаженням q (Н/м) (рис. 2).

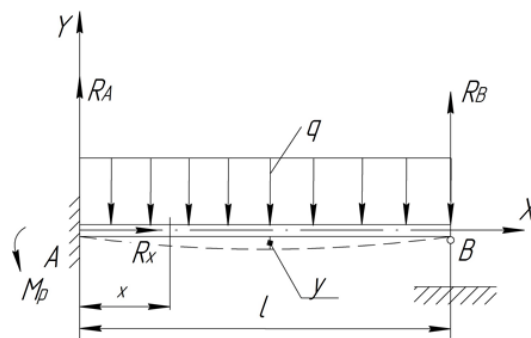


Рисунок 2 – Розрахункова схема до вирішення статично невизначеної задачі згину покрівлі вугільного пласта у вигляді моделі балки одиничної ширини прямокутного перетину:

R_A, R_B, R_X – реакції опор балки, Н; M_p – момент в закладенні, Н·м; l – довжина балки, м; q – рівномірно розподілене навантаження, Н/м; y – прогин балки, м.

У жорсткій опорі A модельованої балки діє реактивний момент M_p (Н·м) та реакції опор: R_A , направлена вздовж осі Y і R_X , направлена вздовж осі X . У опорі B – реакція опори R_B (рис. 2).

Визначимо реакцію опори R_B . Відповідно до рекомендацій [19–21], при видаленні опори B прогин модельованої балки можна визначити за виразом:

$$y_1 = -\frac{ql^4}{8EI}. \quad (10)$$

При навантаженні балки невідомою силою X_B , прогин визначається за виразом [10, 18]:

$$y_2 = \frac{x_B l^3}{3EI}. \quad (11)$$

У разі, коли вертикальне переміщення опори В дорівнює нулю, сума прогинів (15) і (16) так само дорівнює нулю, отже:

$$-\frac{ql^4}{8EI} = \frac{x_B l^3}{3EI}. \quad (12)$$

Тоді з (17) знаходимо:

$$X_B = \frac{3}{8} ql. \quad (13)$$

Досліджуємо модельовану систему як статично визначену балку. Для цього використовуємо відомі вирази [20, 21]. Визначимо реакцію в затисненій опорі R_A і величину реактивного моменту M_p (Н·м) в затисненні. Для цього запишемо умову рівноваги системи в наступному вигляді:

$$\sum y = 0, R_A - ql + R_B = 0, \quad (14)$$

і

$$\sum M_A = 0, -M_p + ql^2 - R_B l = 0. \quad (15)$$

З (19) знаходимо:

$$R_B = -\frac{5}{8} ql, \quad (16)$$

А з (20)

$$M_p = \frac{ql^2}{8}. \quad (17)$$

Визначимо величину максимального прогину балки. Для системи, що моделюється, рівняння пружної лінії можна записати у вигляді:

$$y(x) = -\frac{M_p x^2}{2} + \frac{R_A x^3}{6} - \frac{qx^4}{24}. \quad (18)$$

Диференціюючи рівняння (23) і прирівнюючи отриманий вираз до нуля, визначимо значення x , якому буде відповідати величина максимального прогину балки y_{max} .

Отримаємо:

$$-\frac{ql^2}{8} x + \frac{5}{16} qlx^2 - \frac{qx^3}{6} = 0. \quad (19)$$

З (24) визначимо вид виразу для визначення x , тобто

$$-\frac{x^2}{3} + \frac{5}{8} lx - \frac{l^2}{4} = 0,$$

або

$$-x^2 + \frac{15}{8} lx - \frac{3}{4} l^2 = 0. \quad (20)$$

З (25) отримаємо:

$$x = \frac{15 \pm 5,74}{16} l.$$

Стосовно до модельованої системи реальним буде корінь

$$x = 0,579l. \quad (21)$$

Використовуючи метод початкових параметрів [21] і з урахуванням того, що в опорі A $y=0$, маємо:

$$y(x) = -\frac{M_p x^2}{2EI} + \frac{R_A x^3}{6EI} - \frac{qx^4}{24EI}. \quad (22)$$

З урахуванням виразів (21) і (22) рівняння прогину модельованої балки має вид:

$$y(x) = \frac{1}{24} \frac{q}{EI} x^4 - \frac{5}{48} \frac{q}{EI} lx^3 + \frac{1}{16} \frac{q}{EI} l^2 x^2. \quad (23)$$

Підставляючи (26) в (28) отримаємо:

$$y_{\max} = -\frac{ql^4}{185EI}. \quad (24)$$

Зі зміною кута нахилу пластини $ABCD$ напрямок зовнішнього навантаження змінюється. При цьому деформація балки визначається шляхом геометричного додавання векторів прогинів в напрямках головних центральних осей інерції [13, 20, 22].

На рис. 3 представлена схема переміщення балки, в якій повне максимальне переміщення $y_{\max}$ (м) визначається як:

$$y_{\max} = \sqrt{y_x^2 + y_y^2}, \quad (25)$$

де y_x – складова прогину вздовж координатної осі X , м;

y_y – складова прогину вздовж координатної осі Y , м.

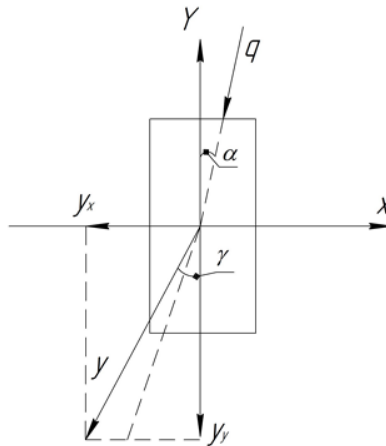


Рисунок 3 – Схема переміщень балки прямокутного перетину: y – повний прогин, м; y_x – складова прогину вздовж осі X , м; y_y – складова прогину вздовж осі Y , м; α – кут, утворений силовою площиною q з віссю Y , град., γ – напрямок повного максимального переміщення балки, град.

У цьому випадку, з урахуванням кута α (град.), утвореного силовою площиною з віссю Y , вираз (29) приймає вид:

$$y_{\max} = -\frac{ql^4}{185EI} \sqrt{\cos^2 \alpha + \left(\frac{I_y}{I_x}\right)^2 \sin^2 \alpha} = -\frac{ql^4}{185EI} \sqrt{\cos^2 \alpha + \left(\frac{b}{h}\right)^2 \sin^2 \alpha}, \quad (30)$$

КОЛИ

$$I_y = \frac{bh^3}{12}, \quad (26)$$

і

$$I_x = \frac{b^3h}{12}, \quad (27)$$

де I_y, I_x – осьові моменти інерції балки прямокутного перерізу відносно осей Y і X відповідно, m^4 .

На основі [20, 22], напрямок повного переміщення модельованої балки по відношенню до осі Y перетину (рис. 3), можна визначити за виразом:

$$\operatorname{tg} \gamma = \frac{I_y}{I_x} \operatorname{tg} \alpha = \left(\frac{h}{b}\right)^2 \operatorname{tg} \alpha.$$

На рис. 4а представлена розрахункова схема до визначення прогину покрівлі при відпрацюванні крутого вугільного пласта смугами з виїманням за падінням. Пластина $ABCD$, яка по кромці AD і BC шарнірно оберта і навантажена рівномірно розподіленим навантаженням q (H/m^2) (рис. 4). При $q = \text{const}$, $x=0$ і $x=l$, рівняння прогинів можна представити у вигляді:

$$w = \frac{qx^4}{24D} + C_1x^3 + C_2x^2 + C_3x + C_4. \quad (28)$$

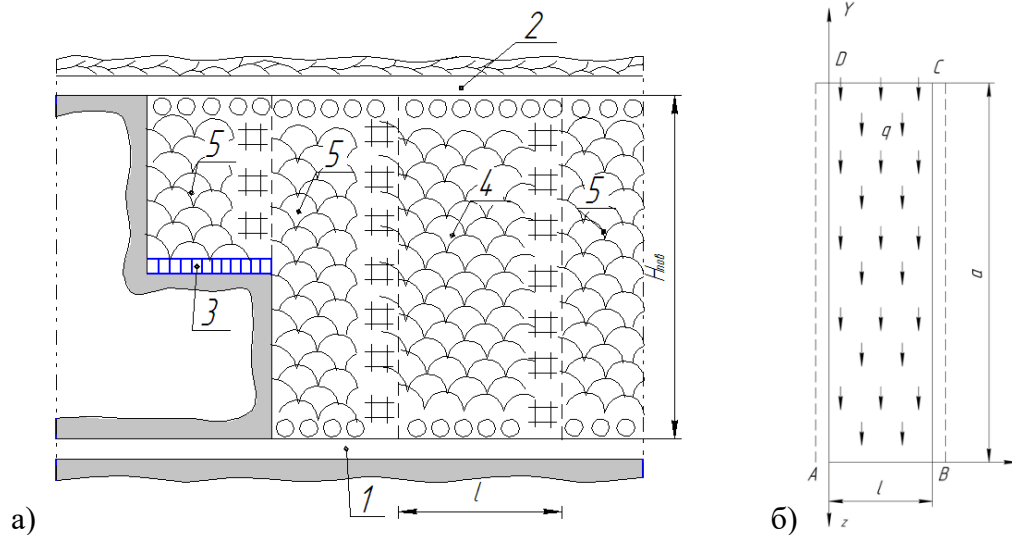


Рисунок 4 – Розрахункова схема щодо визначення прогину покрівлі при відпрацюванні вугільного пласта смугами з виїмкою за падінням: а) загальна схема виїмкової ділянки із застосуванням щитового агрегату і відпрацювання вугільного пласта смугами за падінням; б) схема порід покрівлі у вигляді моделі прямокутної пластини $ABCD$ з шарнірними опорами: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – щитовий агрегат; 4 – модельована прямокутна пластина; 5 – вироблений простір; $H_{нов}$ – висота поверху, м; a – довжина пластини, м; l – ширина пластини, м; q – рівномірно розподілене навантаження, H/m^2 .

Для визначення постійних інтегрування, використовуємо граничні умови модельованої пластини, коли при $w(0)=0$, $C_4 = 0$,

- при $w''(0)=0$, $C_2 = 0$,
- при $w(l)=0$, $C_3l + C_1l^3 + \frac{ql^4}{24D} = 0$,
- при $w''(l)=0$, $6C_1 + \frac{ql^2}{24D} = 0$.

З розглянутих умов випливає, що

$$C_1 = -\frac{ql}{12D} \text{ и } C_3 = -\frac{ql^3}{24D}.$$

З урахуванням встановлених постійних інтегрування, рівняння прогинів прямокутної пластини (35) можна представити у вигляді:

$$w = \frac{ql^4}{24D} \left(\frac{x}{l} - 2 \left(\frac{x}{l} \right)^3 + \left(\frac{x}{l} \right)^4 \right). \quad (29)$$

При $x = \frac{l}{2}$ вираз (29) дозволяє встановити величину максимального прогину пластини:

$$w_{\max} = \frac{5}{384} \frac{ql^4}{D}. \quad (30)$$

Моменти в модельованій пластині визначаються з урахуванням рекомендацій [15] за виразами:

$$M_x = \frac{qx(l-x)}{2}, \quad (31)$$

і

$$M_y = \frac{qx(l-x)}{2} \nu. \quad (32)$$

Враховуючи рекомендації [11, 20, 22], після поділу модельованої пластини на балки одиничної ширини, визначимо їх прогин. Досліджуємо покрівлю вугільного пласта у вигляді моделі балки на шарнірних опорах. Розглянемо розрахункову схему балки АВ довжиною l (м) під дією рівномірно розподіленого навантаження q (Н/м) (рис. 5). Величину прогину балки y (м) визначимо за методом Бубнова-Гальоркіна [9], використовуючи у вигляді базисної функції вираз, який задається в вигляді подвійного ряду [9, 17]:

$$w(x, y) = \sum_{k=1}^n \sum_{i=1}^m \beta_{ki} \varphi_{ki}(x, y),$$

де β_{ki} – невідомі постійні параметри, що підлягають визначенню;

φ_{ki} – обрані лінійно-незалежні базисні функції, що задовольняють умовам задачі.

Стосовно до розглянутих умов

$$\varphi = y_1 = x(x-l). \quad (33)$$

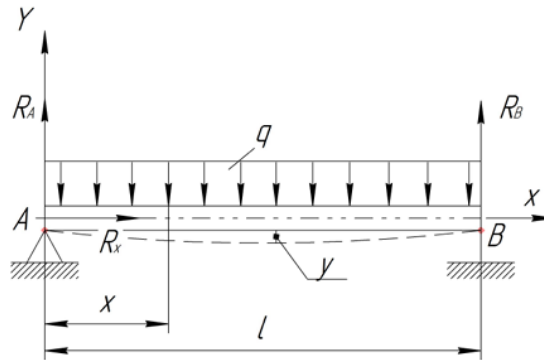


Рисунок 5 – Розрахункова схема до вирішення задачі згину покрівлі вугільного пласта у вигляді моделі балки з шарнірними опорами. Всі позначення відповідають наведеним на рис. 2.

Відомо [19], що диференціальне рівняння прогинів зігнутої осі балки можна записати у вигляді:

$$\frac{\partial^2 y}{\partial x^2} = \frac{M}{EI}. \quad (34)$$

Для даної розрахункової схеми граничні умови мають вигляд:

- при $x=0, y=0$;
- при $x=l, y=0$.

Прийнята базисна функція (40) відповідає граничним умовам. Сформуємо функцію прогинів модельованої балки AB у вигляді виразу:

$$y = \beta \varphi = \beta x(x-l). \quad (35)$$

Скориставшись диференціальним рівнянням прогинів (41) відповідно до [9], запишемо диференціальний оператор шуканої функції у вигляді:

$$L(y) = \frac{d^2 y}{dx^2} - \frac{M_x}{EI}, \quad (36)$$

де M_x – згинальний момент в перерізі балки, що розташовується на відстані x від початку координат, Н·м.

З умови рівноваги системи, що моделюється, згідно з рекомендаціями [19, 20] впливає, що

$$M_x = \frac{qlx}{2} - \frac{qx^2}{2}. \quad (37)$$

З урахуванням (44) диференціальний оператор набуває вигляду:

$$L(y) = \frac{d^2 y}{dx^2} - \frac{qlx}{2} + \frac{qx^2}{2}. \quad (38)$$

Стосовно до розв'язуваної задачі, ключове рівняння методу Бубнова-Гальоркіна можна записати в наступному вигляді:

$$\beta \cdot \int_0^l Ly_1 dx = 0. \quad (39)$$

Після відповідних перетворень виразу (45) отримаємо:

$$-\frac{3}{20} \frac{ql^5}{EI} + \frac{1}{3} \left(2\beta + \frac{ql^2}{2EI} \right) l^3 - \beta l^3 = 0. \quad (40)$$

З (40) визначимо:

$$\beta = \frac{1}{20} \frac{ql^2}{EI}. \quad (41)$$

З урахуванням виконаних перетворень функція прогинів балки в першому наближенні набуває вигляду:

$$y = \frac{1}{20} \frac{ql^2}{EI} x(x-l). \quad (42)$$

Прогин в середині прольоту, коли $x=0,5l$, по виразу (42) дорівнює

$$y_{\max} = 0,0125 \frac{ql^4}{EI}. \quad (43)$$

При зміні кута нахилу пластини вираз (50) набуває вигляду:

$$y_{\max} = 0,0125 \frac{ql^4}{EI} \sqrt{\cos^2 \alpha + \left(\frac{h}{b}\right)^2 \sin^2 \alpha}. \quad (51)$$

Порівняємо отриманий результат з величиною прогину балки y , яка встановлена відповідно до [19, 20]. Для однопрогонової балки AB , навантаженої розподіленим навантаженням q (Н/м) (рис. 5), в силу симетрії навантаження, реакції опор однакові і дорівнюють:

$$R_A = R_B = \frac{ql}{2}. \quad (52)$$

Розміщуємо модельовану балку в декартовій системі координат і для перетину x записуємо значення згинального моменту [20]:

$$M_x = \left(\frac{ql}{2}\right)x - \frac{qx^2}{2}. \quad (53)$$

Для балок постійного перерізу рівняння, що виражає залежність між прогином балки і діючими на неї зовнішніми силами і моментами, можна записати у вигляді диференціального рівняння (41). Після першого інтегрування (41) отримуємо:

$$y'(x) = \frac{1}{EI} \int M_x dx = \frac{1}{EI} \int \left(\frac{ql}{2}x - \frac{qx^2}{2}\right) dx = \frac{qlx^2}{4EI} - \frac{qx^3}{6EI} + C. \quad (54)$$

Після другого інтегрування:

$$y(x) = \int \left(\frac{qlx^2}{4EI} - \frac{qx^3}{6EI} + C\right) dx = \frac{qlx^3}{12EI} - \frac{qx^4}{24EI} + Cx + D. \quad (55)$$

З умов на опорах модельованої балки AB (при $x=0$, $y_A=0$, а при $x=l$, $y_B=0$) визначимо постійні інтегрування C і D .

З умови (35) $D = 0$.

$$\text{Також, } \frac{ql^4}{12EI} - \frac{ql^4}{24EI} + Cl = 0,$$

$$C = -\frac{ql^3}{24EI}. \quad (56)$$

З урахуванням отриманого виразу та виразу (55) при $D=0$, рівняння прогинів модельованої балки набуває вигляду:

$$y(x) = \frac{qlx^3}{12EI} - \frac{qx^4}{24EI} - \frac{ql^3x}{24EI} \quad (57)$$

Найбільший прогин виникає в середині прольоту, а значить при координаті $x = \frac{l}{2}$ рівняння дає змогу визначити вид виразу для максимального прогину балки:

$$y_{\max} = -\frac{5}{384} \frac{ql^4}{EI}, \quad (58)$$

або з урахуванням зміни кута α (град.)

$$y_{\max} = -\frac{5}{384} \frac{ql^4}{EI_x} \sqrt{\cos^2 \alpha + \left(\frac{h}{b}\right)^2 \sin^2 \alpha} \quad (59).$$

З рівнянь прогинів балки видно, що згин моделі під дією рівномірно розподіленого навантаження близький до синусоїди з однією півхвилею [21—23]. Зі зміною кута нахилу балки α (град.) величина максимального прогину визначається так само, як при плоскому згині, але з множником N :

$$N = \sqrt{\cos^2 \alpha + \left(\frac{h}{b}\right)^2 \sin^2 \alpha}, \quad (60)$$

який враховує відношення розмірів поперечного перерізу модельованого елемента і кут нахилу силової площини відносно головної осі Y .

На рис. 6 наведені графіки, що враховують зміни множника N від кута нахилу балки α (град.) при різних значеннях висоти h (м) і ширини b (м) поперечного перетину модельованого елемента. Видно, що зі збільшенням кута нахилу α (град.) значення N зростають при $\frac{h}{b} > 1,0$, і, відповідно, знижуються при $\frac{h}{b} < 1,0$.

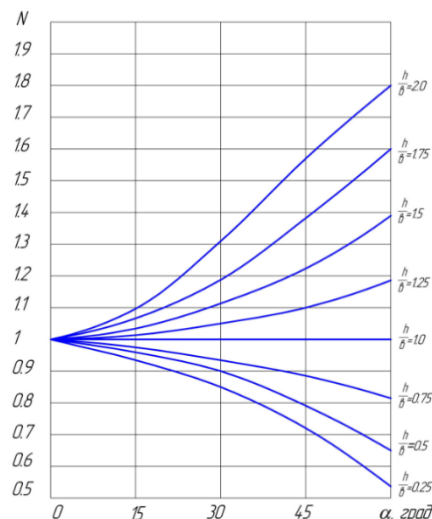


Рисунок 6 – Графіки зміни множника N в залежності від кута нахилу балки α (град.) при різних відношеннях висоти h (м) і ширини b (м) поперечного перетину модельованого елемента.

На рис. 7 представлені графіки, що відображають зміни напрямку повного переміщення балки γ при дії зовнішньої сили від кута нахилу модельованого елемента α з урахуванням відношення розмірів поперечного перерізу: висоти h (м) і ширини b (м) моделі. Видно, що зі збільшенням відношення $\frac{h}{b}$ і ростом кута нахилу балки α , напрямок повного вектору переміщення γ зростає. Для симетричного перетину балки ($\frac{h}{b}=1,0$), кут нахилу α співпадає з напрямком вектору повного переміщення модельованого елемента γ .

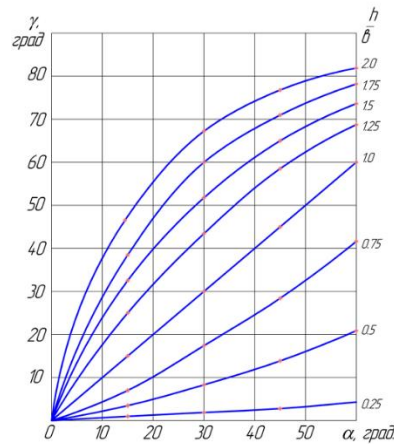


Рисунок 7 – Графіки, що відображають зміни напрямку вектору повного переміщення балки γ (град.) при дії зовнішньої сили від кута нахилу модельованого елемента α (град.) з урахуванням лінійних розмірів поперечного перерізу: висоти h (м) і ширини b (м).

На рис. 8 представлена область застосування методу визначення прогинів балки при вивченні згинаючих деформацій з урахуванням кута нахилу моделі α (град.) і розмірів площі поперечного перерізу за умови, що відхилення напрямку повного переміщення балки γ не перевищує 10° . Відповідно, при вивченні згинаючих деформацій бічних порід крутопохилих і крутих вугільних пластів, відношення висоти h (м) до ширини b (м) поперечного перетину балки не повинно перевищувати $0,3 \dots 0,5$.

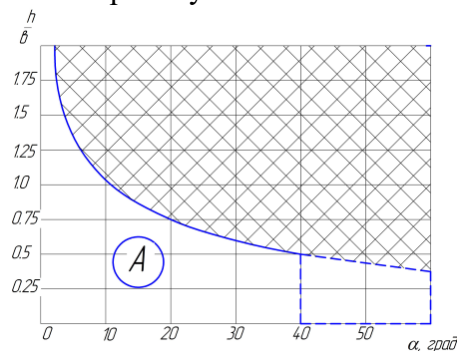


Рисунок 8 – Область застосування (зона А) спрощеної методики визначення величини прогинів балки.

Вивчення згинаючих деформацій покрівлі в вуглепородному масиві при виїмці вугілля смугами за падінням або підняттям пласта, коли по заданим зовнішнім силам визначаються переміщення, являють важливий етап розрахунків на стійкість гірничих виробок.

Обговорення результатів досліджень. Для прогнозування і оцінки стійкості бічних порід в вуглепородному масиві, що вміщує виробки при виїмці вугілля смугами за падінням або підняттям (рис. 1а, 4а) існують різні методи моделювання, що дозволяють виконати аналіз стану покрівлі у вигляді моделі пластини або балки, з різними типами опор (рис. 1б, 2, 3, 4б, 5).

Дослідження циліндричного згину покрівлі, представленої у вигляді моделі пластини (рис. 1б, 4б) зводиться до визначення внутрішніх силових факторів, які в поперечних перетинах модельованого елемента визначаються через зовнішнє навантаження, як в балках. При цьому балка розглядається як лінійний вантажотримальний елемент, який має опори і працює на згин (рис. 2, 5).

При циліндричному згині пластин їх прогини від дії рівномірно розподіленого зовнішнього навантаження є функціями двох змінних. Відшукування цих функцій

зводиться до інтегрування диференціального рівняння 4-го порядку в часткових похідних. При дослідженні згинаючих деформацій балок їх прогини визначаються інтегруванням простих диференціальних рівнянь, що спрощує вирішення досліджуваної задачі. Для спрощення методів моделювання стійкості бічних порід в вуглепородному масиві прямокутну пластину, як модель покрівлі, уздовж характерного найменшого розміру в плані розбиваємо на n смуг одиничної ширини, виділених в межах моделі. Розрахунок на згин такої смуги заснований на елементарних формулах теорії пружності і опору матеріалів. При розгляді згину нахиленої моделі величина максимального прогину балки визначається як при плоскому згині, але з урахуванням множника N (60), який враховує кут нахилу і відношення висоти і ширини поперечного перерізу балки. Характер зміни величини множника N з ростом кута нахилу балки α (град.) залежить від відношення висоти h (м) до ширини b (м) поперечного перетину модельованого елемента (рис. 6).

В реальних умовах зі зміною кута нахилу α (град.), напрямок докладання зовнішнього навантаження змінюється. В цьому випадку деформація модельованого елемента визначається шляхом геометричного додавання векторів прогинів в напрямку головних центральних осей інерції (25).

Зважаючи на схему переміщень балки від дії рівномірно розподіленого навантаження, встановлені залежності, що відображають зміну напрямку вектору повного переміщення балки γ (град.) від кута нахилу α (град.), з урахуванням відношення $\frac{h}{b}$ (рис. 7). Слід зазначити, що для балки із симетричним поперечним перерізом напрямок вектору повного переміщення γ (град.) дорівнює куту нахилу балки α (град.) (рис. 8).

Визначена область застосування спрощеної методики визначення величини прогинів балки при вивченні згинаючих деформацій покрівлі в вуглепородному масиві. Для умов крутопохилих і крутих пластів, зокрема, коли кут нахилу становить $\alpha = 40 - 60^\circ$, відношення висоти до ширини поперечного перерізу балки не повинно перевищувати $\frac{h}{b} = 0,3 - 0,5$ (рис. 8).

Таким чином, на підставі виконаних аналітичних досліджень можна зробити висновок, що дослідження згинаючих деформацій бічних порід в вуглепородному масиві при виїмці вугілля смугами за падінням або підняттям можна виконувати на моделі балки з відповідними розмірами поперечного перерізу і типами опор. Типи опор визначаються виходячи з умов, в яких знаходиться покрівля вугільного пласта, тобто з урахуванням способу управління гірничим тиском в очисному вибої. В цьому випадку детальна оцінка стійкості порід покрівлі, з урахуванням фізико-механічних і геометричних параметрів досліджуваної моделі, умов її спирання та навантажування, зводиться до спрощень, за допомогою яких поставлена задача приводиться до простого рішення елементарними методами теорії пружності.

Висновок. Описаний в дослідженні підхід до оцінки стійкості покрівлі в вуглепородному масиві при виїмці вугілля смугами за падінням або підняттям, дозволяє зводити рішення різного роду практичних завдань, які передбачають вивчення впливу згинаючих деформацій бічних порід на збереження гірничих виробок до вирішення простих диференціальних рівнянь, при інтегруванні яких не виникає складнощів. Встановлені залежності спрощують розрахунок величини прогину покрівлі у виробленому просторі, в залежності від лінійних розмірів поперечного перерізу модельованого елемента і кута падіння вугільного пласта. Простота математичних прийомів і розрахунків запропонованої схеми дозволяє застосовувати аналітичні

методи для дослідження згину покрівлі при дії зовнішніх навантажень на моделі балок із застосуванням елементарних положень теорії пружності і опору матеріалів.

Список літератури

1. Николин В.И., Подкопаев С.В., Малеев Н.В., Агафонов А.В. Снижение травматизма от проявления горного давления. – *Норд Пресс*: Донецк, 2005. – 324 с.
2. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П., Сдвижкова Е.А. Геомеханика. – К.: *Новый друк*, 2016. – 528 с.
3. А.Ф. Остапенко, С.П. Батыгин, М.А. Южанин, Е.И. Питаленко. Разработка крутых пластов щитовыми агрегатами. – К.: *Техника*, 1983. – 100 с.
4. Косарев В.В., Стадник Н.И., Косарев И.В. и др. Новое горно-шахтное оборудования для технологического переоснащения угольных шахт. *Уголь Украины*. – 2007. №2. – с. 3 – 11.
5. Руппенейт К.В., Либрман Ю.М. Введение в механику горных пород. – М. *Госгортехиздат*, 1960. – 355 с.
6. Зборщик М.П., Подкопаев С.В. Механизм повышения устойчивости кровли в лавах при применении закладки выработанного пространства // *Уголь Украины*. – 1992. №5. – с. 20-23.
7. 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 Volume 13* (2019), Issue 4, pp. 28-41. <https://doi.org/10.33271/mining13.04.028>
8. Черняев В.И. Расчет напряжений и смещений пород при разработке свиты пластов. – К.: *Техника*, 1978. – 150 с.
9. Timoshenko S., Woinowsky-Krieger S. *Theory of Plates and Shells*. 2nd edition. — New York: McGraw-Hill, 1959. – 580 p.
10. Монахов В.А. Теория пластин и оболочек – Пенза: ПГУАС, 2016. – 252 с.
11. Огибалов П.М. Пластинки и оболочки / П.М. Огибалов, М.А. Колтунов. – М.: МГУ, 1968. – 695 с.
12. Кончковский З. Плиты. Статические расчеты/ З. Кончковский: пер. с польск. – М.: *Стройиздат*. – 1984. – 480 с.
13. Лурье А.И. Пространственные задачи теории упругости. – М.: *Гос. тех. издат.*, 1955. – 492с.
14. Доннелл Л.Г. Балки, пластины и оболочки. – Пер. с англ. Под ред. Э. И. Григолока. — М.: *Наука*. Главная редакция физико-математической литературы, 1982. — 568 с.
15. Reddy J.N. *Theory and Analysis of Elastic Plates and Shells*. 2nd Edition. — CRC Press, Taylor & Francis Group, 2007. — XIX, 547 p.
16. Васильев В.В. Классическая теория пластин - история и современный анализ // *Изд. РАН. Механика твердого тела*. 1998. - №3. – с. 46-58.
17. Байда Э.Н. Некоторые пространственные задачи теории упругости. Л.: *Изд-во Ленингр. ун-т*, 1983 – 232с.
18. Елисеев В.В. *Механика упругих тел*. – СПб.: *Изд-во СПбГПУ*, 2003. – 336 с.
19. Трач В.М., Подворний А.В. Опір матеріалів (спеціальний курс), теорія пружності та пластичності. – Київ: *Каравела*, 2016. – 434 с.
20. Феодосьев В. И. *Сопротивление материалов: Учебник для вузов*. — 10-е изд., перераб. и доп. — М. : *Изд-во МГТУ им. Н. Э. Баумана*, 1999. — Т. 2. — 592 с.
21. Кочетов В.Т., Кочетов М.В., Павленко А.Д. *Сопротивление материалов*. – СПб.: *БХВ – Петербург*, 2004. – 544 с.
22. Тимошенко С.П., Гере Дж. *Механика материалов*. – СПб.: *Издательство Лань*, 2002. – 672 с.
23. Работнов Ю.Н. *Механика деформируемого твердого тела*. – М.: *Наука*, 1979. – 744 с.
24. Опір матеріалів. Підручник / Г. С. Писаренко, О. Л. Квітка, Е. С. Уманський. За ред. Г. С. Писаренка — К.: *Вища школа*, 1993. – 655 с.
25. Кац А.М. Теория упругости/А.М. Кац. СПб.: *Изд-во Лань*, 2002 – 208 с.
26. Матвеев А.Д. Смешанные постановки задач изгиба однородных упругих пластин и балок/ *Прикладная механика и техническая физика*. 2004.т.45. №4 – с.160-167.
27. Питаленко Е.И. Геомеханические процессы отработки крутых угольных пластов: Новые исследования и решения / Е.И. Питаленко, С.Б. Кулибаба, Ю.Н. Гавриленко, М.Г. Тиркель. – Донецк: 2007. – 378 с.
28. Васютина В.В. Геомеханические особенности подготовки горизонта при щитовой отработке крутых угольных пластов // *Наукові праці УкрНДМІ НАН України*, № 6. – 2020, - с.57 – 66.
29. Шрайбер А.А., Редькин В.Б. Современные и перспективные технологии добычи угля // *Проблемы загальної енергетики*. – 2008. - №17. – с. 7 – 13.
30. Спосіб розробки крутого вугільного пласта: пат. 147089 Україна: МПК6 E21C 41/18. № u202007784; заявл. 07.12.2020; опубл. 07.04.2021, Бюл. № 14. / Симонова Ю.І., Король А.В., Довгаль

В.Ю., Подкопаяев С.С., Каюн О.П., Бойченко Г.С., Иорданов И.В., Костин В.И., Власенко М.М. – Заявка и 2020 07784.

References

1. Nikolin V.I., Podkopaev S.V., Maleev N.V., Agafonov A.V. (2005) Snizheniye travmatizma ot proyavleniya gornogo davleniya. Nord Press, 324 s.
2. Shashenko A.N., Pustovoytenko V.P., Sdvizhkova Ye.A. (2016) Geomekhanika. – K.: Novyy druk, 528 s.
3. A.F. Ostapenko, S.P. Batygin, M.A. Yuzhanin, Ye.I. Pitalenko. (1983) Razrabotka krutyykh plastov shchitovymi agregatami. – K.: Tekhnika, 100 s.
4. Kosarev V.V., Stadnik N.I., Kosarev I.V. i dr. (2007) Novoye gorno-shakhtnoye oborudovaniya dlya tekhnologicheskogo pereosnashcheniya ugol'nykh shakht. Ugol' Ukrainy. №2, pp. 3 – 11.
5. Ruppeneyt K.V., Liberman Yu.M. (1960) Vvedeniye v mekhaniku gornyykh porod. – M. Gosgortekhzdat, 355 s.
6. Zborshchik M.P., Podkopayev S.V. (1992) Mekhanizm povysheniya ustoychivosti krovli v lavakh pri primenenii zakladki vyrabotannogo prostranstva // Ugol' Ukrainy. №5, pp. 20-23.
7. 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 Volume 13 (2019), Issue 4, pp. 28-41. <https://doi.org/10.33271/mining13.04.028>
8. Chernyayev V.I. (1978) Raschet napryazheniy i smeshcheniy porod pri razrabotke svity plastov. – K.: Tekhnika, 150 s.
9. Timoshenko S., Woinowsky-Krieger S. Theory of Plates and Shells. 2nd edition. — New York: McGraw-Hill, 1959, 580 p.
10. Monakhov V.A. (2016) Teoriya plastin i obolochek – Penza: PGUAS, 252 s.
11. Ogibalov P.M., M.A. (1968) Koltunov Plastinki i obolochki – M.: MGU, 695 s.
12. Konchkovskiy Z. Plity (1984) Staticheskiye raschety per. s pol'sk. – M.: Stroyizdat, 480 s.
13. Lur'ye A.I. (1955) Prostranstvennyye zadachi teorii uprugosti. – M.: Gos. tekhn. izdat., 492s.
14. Donnell L.G. (1982) Balki, plastiny i obolochki. – Per. s angl. Pod red. E. I. Grigolyuka. — M.: Nauka. Glavnaya redaktsiya fiziko-matematicheskoy literatury, 568 s.
15. Reddy J.N. Theory and Analysis of Elastic Plates and Shells. 2nd Edition. — CRC Press, Taylor & Francis Group, 2007. — XIX, 547 p.
16. Vasil'yev V.V. (1998) Klassicheskaya teoriya plastin - istoriya i sovremennyy analiz // Izd. RAN. Mekhanika tverdogo tela. №3, pp. 46-58.
17. Bayda E.N. (1983) Nekotoryye prostranstvennyye zadachi teorii uprugosti. L.: Izd-vo Leningr. un-t, 232s.
18. Yeliseyev V.V. (2003) Mekhanika uprugikh tel. – SPb.: Izd-vo SPbGPU, 336 s.
19. Trach V.M., Podvornyy A.V. (2016) Opir materialiv (spetsial'nyy kurs), teoriya pruzhnosti ta plastychnosti. – Kyiv: Karavela, 434 s.
20. Feodos'yev V. I. (1999) Soprotivleniye materialov: Uchebnik dlya vuzov. — 10-ye izd., pererab. i dop. — M.: Izd-vo MGTU im. N. E. Bauman, T. 2., 592 s.
21. Kochetov V.T., Kochetov M.V., Pavlenko A.D. (2004) Soprotivleniye materialov. – SPb.: BKHV – Peterburg, 544 s.
22. Timoshenko S.P., Gere Dzh. (2002) Mekhanika materialov. – SPb.: Izdatel'stvo Lan', 672 s.
23. Rabotnov Yu.N. (1979) Mekhanika deformiruyemogo tverdogo tela. – M.: Nauka, 744 s.
24. H. S. Pysarenko, O. L. Kvitka, E. S. Umans'kyy. Za red. H. S. Pysarenka (1993) Opir materialiv. Pidruchnyk — K.: Vyshcha shkola, 655 s.
25. Kats A.M. (2002) Teoriya uprugosti SPb.: Izd-vo Lan', 208 s.
26. Matveyev A.D. (2004) Smeshannyye postanovki zadach izgiba odnorodnykh uprugikh plastin i balok. Prikladnaya mekhanika i tekhnicheskaya fizika. t.45. №4, pp.160-167.
27. Pitalenko Ye.I., S.B. Kulibaba, YU.N. Gavrilenko, M.G. Tirkel'. (2007) Geomekhanicheskiye protsessy otrabotki krutyykh ugol'nykh plastov: Novyye issledovaniya i resheniya – Donetsk, 378 s.
28. V.V. Vasyutina (2020) Geomechanical features of horizon preparation during shield mining of steep coal seams. Naukovi pratsi UkrNDMI NAS of Ukraine, No. 6., pp. 57 - 66.
29. Shrayber A.A., Red'kin V.B. (2008) Sovremennyye i perspektivnyye tekhnologiy dobychi uglya // Problemi zagal'noy yenergetiki. №17, pp. 7 – 13.
30. Sposib rozrobky krutoho vuhil'noho plasta: pat. 147089 Ukrayina: MPK6 E21C 41/18. № u202007784; zayavl. 07.12.2020; opubl. 07.04.2021, Byul. № 14. / Simonova YU.I., Korol' A.V., Dovhal' V.YU., Podkopayev YE.S., Kayun O.P., Boychenko H.YE., Iordanov I.V., Kostin V.I., Vlasenko M.M. – Zayavka y 2020 07784.

Надійшла до редакції 28.10.2021

Ya. Liashok, S. Podkopaiev, L. Bachurin, Ya. Bachurina, A. Korol, O. Tkachuk, M. Hryhorets

SUBSTANTIATION OF THE APPLICABILITY FIELD AND PARAMETERS OF SIMPLIFIED CALCULATION MODELS OF THE ROOF OF STEEPLY INCLINED COAL SEAM

Purpose. Substantiation of simplification of methods for modeling the stability of the surrounding rock strata containing workings in the study of bending deformations.

Methods. To achieve this goal, analytical studies have been conducted using the plate theory and the elasticity theory, in which the roof of a steeply inclined coal seam is considered as a rectangular plate or beam of the rectangular cross-section of a unit width with different types of supports.

Results. As a result of comparison of solutions of the obtained differential bending equations of rectangular plates and beams which are under the influence of uniformly distributed loading, the admissible ratios of height and width of the cross-section of a unit element have been substantiated, at which the transition to a simplified calculation scheme of the coal seam roof in the form of a beam allows to predict its movement and the amount of deflection in the study of bending deformations of the roof rocks. Considering the dimensions of the cross-section of the beam and the angle of inclination to the horizon, the scope of the method has been determined.

Novelty. The resulting dependences allow determining the deflection magnitude and the vector direction of the total displacement of the coal seam roof, in the form of a beam under the action of a uniformly distributed load, considering the ratio of linear cross-sectional dimensions and angle.

Practical significance. The use of the proposed method for determining the amount of deflection and displacement of the roof in the form of a beam in the study of bending deformations in surrounding coal rocks containing workings, allows assessing the stability of the roof rocks during the mining of steeply dipping coal seams along the dip direction.

Keywords: steeply dipping coal seams, roof rocks stability, deflection, beam.

Відомості про авторів

Ляшок Ярослав Олександрович, доктор економічних наук, професор, завідувач кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці, ДВНЗ «Донецький національний технічний університет», iaroslav.liashok@donntu.edu.ua

Подкопайєв Сергій Вікторович, доктор технічних наук, професор кафедри розробки родовищ корисних копалин, ДВНЗ «Донецький національний технічний університет», serhii.podkopaiev@donntu.edu.ua

Бачурін Леонід Леонідович, кандидат технічних наук, доцент кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці, ДВНЗ «Донецький національний технічний університет», leonid.bachurin@donntu.edu.ua

Бачуріна Ярослава Павлівна, старший викладач кафедри управління гірничим виробництвом і охорони праці, ДВНЗ «Донецький національний технічний університет», yaroslava.bachurina@donntu.edu.ua

Король Антон В'ячеславович, інженер, ВП «Шахтоуправління «Добропільське» ДП «Добропільлявугілля-Видобуток», akorolv2017@gmail.com

Ткачук Олександр Миколайович, головний інженер СО ПАТ «Донбасенерго» «Електроремонт».

Григорєв Максим Олегович, аспірант кафедри розробки родовищ корисних копалин, ДВНЗ «Донецький національний технічний університет», maksym.hryhorets@donntu.edu.ua

Liashok Yaroslav, Doctor of Economic Sciences, Professor of the Department of Mining Management and Labour Protection, Donetsk National Technical University, iaroslav.liashok@donntu.edu.ua

Podkopaiev Serhii, Doctor of Technical, Professor of the Department of Mineral Deposit, Donetsk National Technical University, serhii.podkopaiev@donntu.edu.ua

Bachurin Leonid, Associate Professor of the Department of Mining Management and Labour Protection, Donetsk National Technical University, leonid.bachurin@donntu.edu.ua

Bachurina Yaroslava, Senior Lecturer of the Department of Mining Management and Labour Protection, Donetsk National Technical University, yaroslava.bachurina@donntu.edu.ua

Korol Anton, engineer, PSP "Dobropilske Mine Group" SE "Dobropillyavuhillya-Vydobutok", akorolv2017@gmail.com

Tkachuk Oleksandr, chief engineer of Structural Unit of PJSC "Donbasenergo" "Elektroremont",

Hryhorets Maksym, PhD Student of the Department of Mineral Deposit, Donetsk National Technical University, maksym.hryhorets@donntu.edu.ua