

*Р.О. Тимченко, д.т.н., професор, С.О. Попов, д.т.н., професор  
Криворізький національний університет*

## **РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ БЕЗПЕЧНИХ ГЕОМЕТРИЧНИХ ПАРАМЕТРІВ СТЕЛИН ДОБУВНИХ БЛОКІВ ЗА ГЕОМЕХАНІЧНИМИ УМОВАМИ, ЇХ ФУНКЦІОНУВАННЯ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ**

*Наведено результати дослідження з розроблення методики, яка дозволяє точно визначити геометричні параметри стелин добувних блоків, що забезпечують безпеку їх експлуатації у підземних умовах на великих глибинах.*

**Ключові слова:** методика, геометричні параметри, стелини, добувні блоки.

*Р.А. Тимченко, д.т.н., професор, С.О. Попов, д.т.н., професор  
Криворожский национальный университет*

## **РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА БЕЗОПАСНЫХ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПОТОЛОЧИНЫ ДОБЫЧНЫХ БЛОКОВ ПО ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМ УСЛОВИЯМ, ИХ ФУНКЦИОНИРОВАНИЕ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

*Приведены результаты исследований по разработке методики, которая позволяет точно определить геометрические параметры потолочины добычных блоков, которые обеспечивают их безопасную эксплуатацию в подземных условиях на больших глубинах.*

**Ключевые слова:** методика, геометрические параметры, потолочины, добычные блоки.

*R.A. Timchenko, Ph.D., Professor, S.O. Popov, Ph.D., Professor  
Krivoy Rog National University*

## **DEVELOPMENT OF METHODOLOGY FOR CALCULATION OF THE SAFE GEOMETRICAL PARAMETERS OF ROOFS MINING BLOCKS BY GEOMECHANICAL CONDITIONS, THEY FUNCTION AT UNDERGROUND MINING IRON ORE DEPOSITS**

*The results of the studies on development of the methods, which allows exactly to define the geometric parameters roof block winning block, which provide their safe usage in underground condition on greater depth are considered.*

**Keywords:** methods, geometric parameters, roof block, winning blocks.

**Постановка проблеми в загальному вигляді та її зв'язок із важливими практичними завданнями.** На сьогодні Україна має один з найбільш крупних гірничодобувних комплексів у світі. Він займає 4-те місце у світі за виробничою потужністю, яку розвиває на сучасному етапі функціонування гірничодобувної промисловості України.

До 15 – 20% товарних видів залізних руд гірничодобувним комплексом виробляється із застосуванням підземного способу розробки залізородних родовищ. У перспективі, у найближчі 15 – 20 років, масштаби застосування цього способу розробки будуть суттєво зростати. Це обумовлено тим, що в останні роки спостерігається значне ускладнення умов, у яких здійснюється основний на сьогодні спосіб розробки –

відкрита розробка залізорудних родовищ.

Подібні складності пов'язані з досягненням значних глибин відкритої розробки у 350 – 400 м і виникнення у зв'язку із цим складної проблеми економічного характеру, а саме – необхідністю вилучення з надр значних обсягів розкривних порід. Це поступово зменшує економічну ефективність розробки з підвищенням глибини її здійснення. За вказаний період глибини кар'єрів зростають до межі економічно доцільної розробки у 500 – 600 м і постає питання про перехід на підземний спосіб або комбінований спосіб із застосуванням елементів підземної розробки.

**Аналіз останніх досліджень і публікацій, у яких започатковано розв'язання даної проблеми.** За особливостями технології підземний спосіб розробки не має жорстких обмежень за глибиною виймання руд і дозволяє економічно й ефективно відпрацьовувати родовища до глибин у 3000 – 4000 м і глибше [1]. Однак, при його застосуванні виникає ряд проблем, які носять геомеханічний характер.

Одна з найбільш гострих серед таких проблем полягає у наступному. На сьогоднішній день залізорудні шахти України вже здійснюють розробку на глибинах 1400 – 1500 м. Розробка здійснюється в основному за технологічними схемами виймання руди, за яких необхідно утворювати значні за обсягами камери. Ці камери необхідно утворювати з таких причин:

- для компенсації розпушування масивів руди при їх вибуховому руйнуванні;
- при застосуванні технологічних схем розробки, за якими більша частина балансового запасу руди (до 60%) добувного блока вилучається саме з видобувних камер.

Для утворення таких камер необхідно зводити під землею значні за розмірами підземні будівельні конструкції – добувні блоки. Запас таких блоків складає від 100,0 тис. т до 1,0 млн. т, а розміри від 20×25×30 м до 50×50×80 м. Такі блоки мають конструктивні елементи – камери, стелини над камерами, міжкамерні цілики.

Стелини і цілики оточують очисну камеру і відділяють зруйновану вибухом руду у камері від пустих порід, що виключає перемішування руди і вміщуючих пустих порід.

Однак наряду із виконанням цих функцій стелини і цілики сприймають дію значного гірського тиску, при цьому необхідно виключити можливість їх руйнування до моменту відпрацювання запасу камери і запасу, який зосереджений у них самих.

З практики підземної розробки відомо, що починаючи з глибини 900–1000 м, величина такого тиску значно і нелінійно зростає порівняно з меншими глибинами і досягає значень 200–400 т/м<sup>2</sup>. Це формує небезпечні умови виконання підземних гірничих робіт у період виймання камерного запасу добувного блока [1]. Хоча у подальшому запаси цілика і стелини також відробляються, але це не усуває небезпечності у період відробки камерного запасу. Цей період, залежно від розмірів блока, становить від 3 – 4 місяців до 1-го року.

**Виділення не розв'язаних раніше частин загальної проблеми, яким присвячується стаття.** У таких умовах гостро постає проблема забезпечення функціонування добувного блока і здійснення гірничих робіт у його межах.

Єдиним на сьогодні методом вирішення цієї проблеми є надання таких розмірів стелині і ціликам у період будівництва блока, які дозволяють забезпечити їх стійкість на вказаний період. Для цього при розробленні проекту добувного блока необхідно розрахувати ці розміри, виходячи з геомеханічних умов, у яких він буде функціонувати.

Необхідно відмітити, що розв'язання цієї задачі є надто важливим, адже вона пов'язана з безпекою розробки. Сьогодні існує ряд методик [2, 3], які спрямовані на визначення таких розмірів. Однак, як показала практика, вони не є достатньо надійними. На підземних рудниках України вже відбувались аварії з людськими жертвами з причини обвалення стелин і ціликів у добувних блоках, розрахованих за цими методиками.

Із вказаної причини для підвищення безпечності відпрацювання запасів добувних блоків на великих глибинах в умовах підземних рудників Криворізького залізрудного басейну авторами поставлено за **мету роботи** розроблення більш надійної методики розрахунку на основі проведених досліджень.

**Виклад основного матеріалу дослідження.** Основи цієї методики полягають у наступному. Як показав аналіз статистичних даних з виникнення аварійних ситуацій на шахтах Кривбасу, основною причиною руйнування несучих елементів добувних блоків є руйнування стелин. До 90% таких аварій виникало саме з причини проходження інтенсивного процесу поступового зменшення їх висоти у період відпрацювання запасу камери. При цьому до моменту повного виймання запасу камери, ця товщина досягала таких значень, які призводили вже до масового обвалення.

Причиною такої форми руйнування стелин є накопичення «порушень стомлення» в масиві стелин, які до того ж в силу геометрії їх розташування знаходяться під прямою дією гірського тиску зі сторони раніше обвалених порід, а під ними знаходиться пустота, тобто це найбільш жорсткі геомеханічні умови у плані забезпечення стійкості несучих елементів добувних блоків.

Необхідно відмітити, що навіть тоді, коли масового обвалення стелин і не відбувається, інтенсивність їх руйнування з поступовим обваленням шарами у 3 – 4 рази перевищує інтенсивність руйнування ціликів.

Відповідно до вищесказаного виникає питання щодо визначення таких розмірів стелин, які б забезпечували безпечно відпрацювання запасу очисної камери за термін, обумовлений технологією виймання запасу цього елемента блока.

У результаті виконаних статистичних досліджень, моделювання на еквівалентних матеріалах та теоретичних досліджень напруженого стану порід у конструкціях, подібних до конструкцій добувних блоків, авторами була розроблена методика, яка дозволяє більш точно визначити безпечні розміри стелин добувних блоків.

Дослідження з розв'язання задачі здійснювались для найбільш представницьких умов для шахт Криворізького басейну: при розташуванні камер нахрест простягання рудних тіл на всю потужність покладу  $M = 10 - 60$  м; куті падіння покладу –  $\alpha = 45 - 85^\circ$ ; коефіцієнті міцності порід за шкалою проф. Протодьяконова –  $f = 8 - 15$ ; глибині розробки – 1200 – 1500 м. Розрахункову схему для визначення параметрів стелини наведено на рис. 1.

Було встановлено, що за таких умов висоту стелини необхідно визначати за такою методикою.

1. Визначення кута нахилу осі стелини до горизонту, який забезпечує її роботу у режимі стискання:

$$\theta = 90^\circ - \arctan \varphi, \quad (1)$$

$$\varphi = \frac{1 - 0,1\gamma H \left( 1 + \operatorname{tg} \arctan \left[ \frac{\mu}{1 - \mu} \right] - \sin \arctan \left[ \frac{\mu}{1 - \mu} \right] \right)}{1000\sigma_{cm}}. \quad (2)$$

2. Коефіцієнт, який ураховує кутові співвідношення у камері і покладі,

$$k = \frac{\sin \alpha}{\cos(\theta + \alpha - 90) \sin(90 - \theta)}. \quad (3)$$

3. Висота стелини

$$h_n = \frac{h_n H \gamma k}{1000\sigma_{cm} - n H k}, \quad (4)$$

де  $\gamma$  – питома вага порід, розташованих над камерою;  $H$  – глибина розробки;  $\mu$  – коефіцієнт Пуассона порід стелини;  $\alpha$  – кут падіння покладу;  $h_n$  – похила висота поверху;  $k$  – коефіцієнт, який ураховує співвідношення довжини і ширини стелини

(визначається на основі дослідження властивостей порід, які складають стелину),  $k = C(a/b)$ ;  $a, b$  – відповідно довжина і ширина стелини;  $C$  – коефіцієнт, який залежить від міцності порід  $f$  і визначається за спеціальною методикою на основі проведення спеціальних наукових досліджень фізико-механічних властивостей порід і у наступному задається для розрахунку як норматив;  $n$  – прийняте для розрахунку значення коефіцієнта запасу міцності стелини;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід стелин за стисканням.

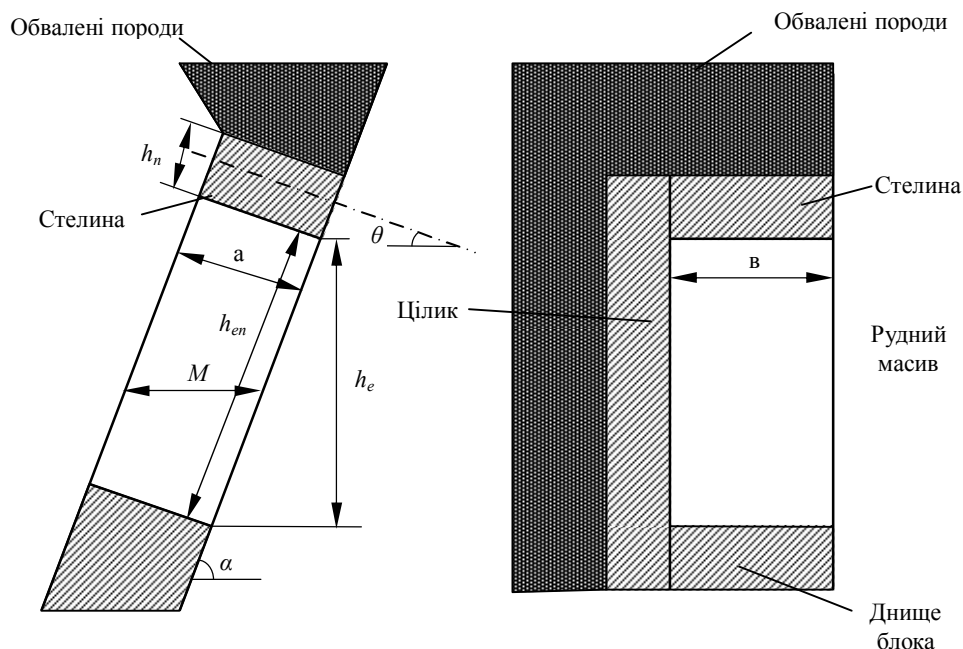


Рисунок 1 – Розрахункова схема для визначення висоти стелини добувного блока

Виконані за вказаною методикою розрахунки показали, що на 100% усіх аварійних ситуацій, зареєстрованих за період здійснення підземної розробки залізородних родовищ і пов'язаних із руйнуванням стелин добувних блоків, висота цих блоків була у 1,5–2,3 рази меншою за значення, які були отримані за вказаною методикою, що відповідно і призводило до таких ситуацій.

**Висновки.** Таким чином, результати виконаних досліджень показали наступне:

1. При підземній розробці залізородних родовищ однією з найбільш важливих задач є необхідність забезпечення стійкості стелин добувних блоків, які повинні забезпечувати відпрацювання запасів очисних камер на весь період здійснення гірничих робіт у них.

2. Основною причиною виникнення аварійних ситуацій, пов'язаних з обваленням несучих елементів добувних блоків, є інтенсивне руйнування стелин над очисними камерами. Інтенсивність їх руйнування перевищує у 3–4 рази інтенсивність руйнування ціликів, що потребує застосування спеціальних заходів із забезпечення їх стійкості. Як один із найбільш ефективних таких заходів є точний розрахунок безпечних геометричних параметрів стелин.

3. Основною причиною інтенсивного проходження процесу руйнування стелини є пряма дія гірського тиску на стелину, яка розміщується прямо під обваленими породами.

4. Розроблена авторами методика для визначення розмірів стелин добувних блоків показала, що вона є більш надійною порівняно з існуючими методиками і забезпечує більш точне визначення розмірів стелин на основі розрахунку висоти стелини за прийнятими проектними розмірами їх довжини і ширини.

5. Основним напрямом подальших досліджень у плані досягнення безпеки відпрацювання добувних блоків і удосконалення вказаної методики є розроблення методу визначення розмірів ціликів, які представляють опори стелин, і хоча цілики знаходяться у менш жорстких геомеханічних умовах, вони виконують важливу роль у досягненні стійкості конструкції всього блока, включаючи і підтримку стелин.

#### *Література*

1. Бронников, Д.М. *Разработка руд на больших глубинах* / Д.М. Бронников. – М.: Недра, 1982. – 296 с.

2. Бабец, Є.К. *Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд* / Є.К. Бабец, С.В. Сиротюк, В.В. Царіковський. – К.: Мінпромполітики, 2010. – 121 с.

3. Сакович, В.В. *Методика определения допустимых размеров компенсационных камер с учетом фактора времени* / В.В. Сакович, В.В. Цариковский, А.Ф. Артеменко. – Кривой Рог: НИГРИ, 1983. – 80 с.

*Надійшла до редакції 10.10.2012*

*© Р.О. Тимченко, С.О. Попов*