



УКРАЇНА

(19) UA

(11) 46428

(13) A

(51) 6 E21C41/16

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ  
І НАУКИ УКРАЇНИДЕРЖАВНИЙ ДЕПАРТАМЕНТ  
ІНТЕЛЕКТУАЛЬНОЇ  
ВЛАСНОСТІ

## ОПИС

ДО ДЕКЛАРАЦІЙНОГО ПАТЕНТУ  
НА ВИНАХІДВИДАЄТЬСЯ ПІД  
ВІДПОВІДАЛЬНІСТЬ  
ВЛАСНИКА  
ПАТЕНТУ

## (54) СПОСІБ РОЗРОБКИ КРУТОПОХИЛИХ РУДНИХ ТІЛ

1

2

(21) 2001074981

(22) 16 07 2001

(24) 15 05 2002

(46) 15 05 2002, Бюл. № 5, 2002 р.

(72) Хівренко Олег Якимович, Щелканов Владлен  
Олександрович, Андреев Борис Миколайович,  
Сторчак Сергій Олександрович, Сирічко Віталій  
Олександрович, Чередниченко Олег Євгенович,  
Ричко Володимир Станіславович, Гаркуша Ана-  
толій Федорович, Рєпін Олександр Григорович,  
Хівренко Володимир Олегович

(73) КРИВОРІЗЬКИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

(57) Спосіб розробки крутопохилих рудних тіл, що  
передбачає поділ очисного блока на камеру і сте-  
лину, поділ камери на підповерхи рівної висоти,  
пошарову підповерхову відбійку камерних запасів  
руди свердловинними зарядами вибухової речо-  
вини (ВР) на очисний простір камери від висячого  
боку до лежачого, масове обвалення стеліни бу-  
ровибуховим способом і випуск відбитої рудної  
маси через випускні отвори, який відрізняється  
тим, що камерні запаси руди відбивають похилими  
шарами з підтримкою лінії очисного вибою, пара-  
лельною напластуванню, на контакти з вмісними  
породами лежачого боку залишають шар руди,  
який відбивають після масового обвалення стелі-  
ни, забезпечуючи випередження відбійки верхніх  
підповерхів над нижніми, при цьому інтервал  
уповільнення відбійки кожного підповерху щодо  
обвалення стеліни визначають з виразу

$$t_n = 0,102 \cdot \left( \sqrt{19,62nh + v^2} - v \right)$$

де  $t_n$  – інтервал уповільнення відбійки  $n$ -го підпо-  
верху щодо обвалення стеліни,  $s$ ,  $n$  – порядковий  
номер підповерху, починаючи з верхнього (1, 2 і  
т.д.),  $h$  – висота підповерху, м,  $v$  – початкова швид-  
кість розльоту кусків руди при вибуху, м/с, яка ви-  
значається по формулі

$$v = 103,067 \cdot \sqrt[4]{fdw_{cm}^{-1}}$$

де  $f$  – коефіцієнт мідності руди,  $d$  – діаметр сверд-  
ловинного заряду ВР, м,  $w_{cm}$  – величина лінії най-  
меншого опору (л.н.о.), прийнята при обваленні  
стеліни, м, масу зарядів ВР у підповерхах збіль-  
шують на додаткову величину, яку для кожного  $n$ -  
го підповерху, починаючи з верхнього, визначають  
по формулі

$$Q_n = k_p \lg_p (h_{cm} b + (n-1)w_{ш} h)$$

де  $Q_n$  – маса додаткового заряду ВР для  $n$ -го  
підповерху при відбійці шару руди в лежачому боці  
камери, кг,  $k_p$  – коефіцієнт розпушення рудної ма-  
си, що рухається в закритому просторі,  $k_p \geq 3$ , і- пропіт камери по простяганню, м,  $g_p$  – питома  
витрата ВР для зарядів скидання розпушеної руд-  
ної маси, кг/м<sup>3</sup>,  $h_{cm}$  – товщина стеліни, м,  $b$  – пропіт  
камери навхрест простяганню, м,  $w_{ш}$  – товщина  
шару руди на контакти з вмісними породами лежа-  
чого боку, мВинахід відноситься до гірничодобувної про-  
мисловості і може бути використаний при підзем-  
ній розробці крутопохилих родовищ корисних ко-  
палин системами з відкритим виробленим  
просторомВідомий спосіб розробки крутопохилих родо-  
вищ міцних руд камерними системами з доставкою  
руди до випускних отворів силою вибухуОчисний блок розділяють на камеру і стеліну  
Камерні запаси в напрямку від днища до стеліни  
пошарово відбивають і доставляють до випускних  
отворів силою вибуху свердловинних зарядів ВРПісля відробки камерних запасів обвалюють сте-  
лину (Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная  
разработка рудных месторождений — М Недра,  
1966 — С. 302, рис. 153)

До недоліків даного способу відносяться

- у початковий період відробки камерних запа-  
сів куски руди, що доставляються з надлишковою  
енергією, порушують цілісність виробок прийомно-  
го горизонту,- на заключній стадії відробки камерних запа-  
сів енергії вибуху недостатньо для доставки відби-  
ваних шарів руди, значна частина корисної копа-

(13) A

(11) 46428

(19) UA

лини втрачається на лежачому боці камери,

- частина обвалених запасів стелини губиться на лежачому боці камери, інша руда при русі до випускних отворів інтенсивно засмічується порожніми породами, що налягають;

Найбільш близьким технічним рішенням з відомих є спосіб розробки крутопохилих рудних тіл, що передбачає поділ очисного блоку на камеру і стелину, поділ камери на підповерхи рівної висоти, пошарову підповерхову відбірку камерних запасів руди свердловинними зарядами ВР на очисний простір камери від висячого боку до лежачого, масове обвалення стелини буровибуховим способом і випуск відбитої рудної маси через випускні отвори (Агошков М.І., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений — М. Недра, 1960 — С. 312-314, рис. 165).

До недоліків даного способу відносяться

- відбита на заключному етапі відробки камери руда і запаси обваленої стелини розміщуються в камері і заповнюють випускні отвори тільки біля лежачого боку рудного тіла, де здебільшого втрачаються в процесі випуску,

- налягаючи породи, обвалюючись слідом за стелиною, заповнюють випускні отвори і простір камери з боку висячого боку, куски пустої породи разом з рудою випускаються з очисного простору і далі по технологічному ланцюжку видаються на денну поверхню, що приводить до невиправданих витрат при транспортуванні і переробці рудної маси

Задачею даного винаходу є удосконалення способу розробки крутопохилих рудних тіл за рахунок зміни орієнтації в просторі шарів руди, що відбиваються, черговості відбірки камерних запасів руди і масового обвалення стелини, а також маси зарядів ВР у підповерхах, що забезпечить повноту добування запасів очисного блоку і зниження засмічення добутої руди пустими породами, які обвалюються разом зі стелиною

Поставлена задача вирішується за рахунок того, що при способі розробки крутопохилих рудних тіл, що передбачає поділ очисного блоку на камеру і стелину, поділ камери на підповерхи рівної висоти, пошарову підповерхову відбірку камерних запасів руди свердловинними зарядами ВР на очисний простір камери від висячого боку до лежачого, масове обвалення стелини буровибуховим способом і випуск відбитої рудної маси через випускні отвори, відповідно до винаходу камерні запаси руди відбивають похилими шарами з підтримкою лінії очисного вибою паралельною напластуванню, на контакт з вміщувачими породами лежачого боку залишають шар руди, який відбивають після масового обвалення стелини, забезпечуючи випередження відбірки верхніх підповерхів над нижніми. При цьому інтервал уповільнення відбірки кожного підповерху щодо обвалення стелини визначають з виразу

$$t_n = 0,102 \cdot \left( \sqrt{19,62nh + v^2} - v \right) \quad (1)$$

де  $t_n$  - інтервал уповільнення відбірки  $n$ -го підповерху щодо обвалення стелини, с,

$n$  - порядковий номер підповерху, починаючи з верхнього (1, 2 і т.д.),

$h$  - висота підповерху, м,

$v$  - початкова швидкість розльоту кусків руди при вибуху, м/с. Визначається по формулі

$$v = 103,067 \cdot \sqrt[4]{fdw_{cm}^3} \quad (2)$$

де  $f$  - коефіцієнт міцності руди,

$d$  - діаметр свердловинного заряду ВР, м,

$w_{cm}$  - величина лінії найменшого опору (п. н. о.), прийнята при обваленні стелини, м

Масу зарядів ВР у підповерхах збільшують на додаткову величину, яку для кожного  $n$ -го підповерху, починаючи з верхнього, визначають по формулі

$$Q_n = k_p l q_p (h_{cm}b + (n-1)w_{sh}h) \quad (3)$$

де  $Q_n$  - маса додаткового заряду ВР для  $n$ -го підповерху при відбійці шару руди в лежачому боці камери, кг,

$k_p$  - коефіцієнт розпушення рудної маси, що рухається в закритому просторі,  $k_p \geq 3$ ,

$l$  - проліт камери по простяганню, м,

$q_p$  - питома витрата ВР для зарядів скидання розпушеної рудної маси, кг/м<sup>3</sup>,

$h_{cm}$  - товщина стелини, м,

$b$  - проліт камери навхрест простягання, м,

$w_{sh}$  - товщина шару руди на контакт з вміщувачими породами лежачого боку, м

У результаті дії енергії вибуху зарядів ВР, що відбивають шар руди в лежачому боці рудного тіла, випускні отвори по всій площі камери рівномірно заповнюють рудною масою, що відкидається. При цьому налягаючи породи, які обвалюються слідом за стелиною, розміщуються поверх шару руди їхньому проникненню у випускні отвори перешкоджають шляхом організації випуску руди згідно з планограмою

Таким чином, повноту добування запасів очисного блоку, а також зниження засмічення добутої руди налягаючими породами, що обвалюються разом зі стелиною, забезпечують шляхом рівномірного заповнення рудою випускних отворів по всій площі днища камери за рахунок поетапного, починаючи з верхнього підповерху, відкидання обваленої рудної маси стелини від лежачого боку до висячого вибухами зарядів ВР, що відбивають залишений у камері на контакт з вміщувачими породами лежачого боку шар руди

Сутність пропонованого способу пояснюється фіг. 1-3

на фіг. 1 представлена технологічна схема відробки крутопохилих рудних тіл на стадії закінчення відпрацювання камерних запасів похилими шарами і запищення шару руди на контакт з вміщувачими породами лежачого боку,

на фіг. 2 - стадія обвалення стелини і наступної відбірки верхнього підповерху прилягаючого до лежачого боку шару руди через інтервал уповільнення  $t_1$  збільшеними на додаткову величину  $Q_1$  свердловинними зарядами ВР,

на фіг. 3 - технологічна схема відробки крутопохилих рудних тіл після обвалення стелини і відбірки прилягаючого до лежачого боку шару руди

Заявлений спосіб розробки здійснюють таким чином

Крутопохиле рудне тіло відпрацьовують у напрямку від висячого боку до лежачого камерною

системою, що передбачає поділ очисного блоку на камеру 1 і стелину 2. Запаси руди в камері 1 пошарово відбивають із підповерхових бурових вибоїв 3 зі збереженням лінії очисного вибою 4 паралельною нашаруванню і випускають через випускні отвори 5. При наближенні лінії очисного вибою 4 до лежачого боку рудного тіла очисні роботи в камері припиняють, при цьому на контакт з вміщувачими породами лежачого боку залишають шар руди 6 товщиною  $w_{\text{ш}}$ . У стелині 2 і шарі руди 6 бурять вибухові свердловини 7 і розміщують у них заряди ВР. Причому масу зарядів ВР у першому від стелини підповерхі (верхньому) збільшують на величину  $Q_1$ , у другому підповерхі - на величину  $Q_2$ , у третьому - на  $Q_3$  і так далі. Відбивають стелину 2. Через проміжок часу  $t_1$  від моменту обвалення стелини, відбивають шар руди в межах верхнього підповерху. При цьому за рахунок дії додаткового заряду  $Q_1$  падаючу розпушену рудну масу 8 відкидають від лежачого боку до висячого. Через проміжок часу  $t_2$  від моменту обвалення стелини відбивають шар руди в межах другого зверху підповерху. Через проміжок часу  $t_3$  - у межах третього зверху підповерху і так далі. У такий спосіб обвалену розпушену рудну масу 8 рівномірно розподіляють по всій площі днища камери. Руду видають з камери через випускні отвори 5. Проникненню в них налягаючих порід 9 перешкоджають шляхом використання планограми випуску.

Величину інтервалу уповільнення відбійки кожного з підповерхів щодо обвалення стелини  $t_n$ , що заявляється, визначають з умови проходження деякого шляху  $H$  падаючими під дією енергії вибуху і власної ваги кусками руди обваленної стелини. Час  $t$  падіння з висоти  $H$  фізичного тіла, що має деяку початкову швидкість визначається по формулі

$$t = \frac{\sqrt{2gH + v^2} - v}{g}, \quad (4)$$

де  $g$  - прискорення вільного падіння,  $\text{м/с}^2$ ,  
 $H$  - шлях, пройдений падаючим тілом,  $\text{м}$ ,  
 $v$  - початкова швидкість падаючого тіла,  $\text{м/с}$ .

Прийнявши в увагу, що при рівній висоті підповерхів у камері  $h$ , величина пройденого кусками руди шляху до нижньої границі  $n$ -го зверху підповерху складе  $H = nh$ , підставивши значення  $g$  після перетворень одержимо формулу (1)

Початкова швидкість  $v$ , що повідомляється кускам руди при вибуху, визначається з наступних умов. Максимальний радіус розльоту кусків руди при вибуху  $r$  розраховується по формулі

$$r = 1250 \cdot k_1 \cdot \sqrt{\frac{f \cdot d}{(1 + k_2) \cdot w}}, \quad (5)$$

де  $k_1$  - коефіцієнт заповнення свердловини вибуховою речовиною,  $k_1 = 0,75$ ,

$f$  - коефіцієнт міцності руди,

$d$  - діаметр свердловинного заряду ВР,  $\text{м}$ ,

$k_2$  - коефіцієнт заповнення свердловини матеріалом набійки. При застосуванні конструкції заряду ВР без набійки  $k_2 = 0$ ,

$w$  - величина лінії найменшого опору,  $\text{м}$ .

(Единые правила безопасности при взрывных работах — К. Норматив, 1992 — С. 118)

Значення радіуса розльоту кусків руди при вибуху також може бути виражене через рівняння траєкторії польоту фізичного тіла, кинутого з початковою швидкістю  $v$  під кутом до горизонту

$$r = 2 \cdot \text{tg} \alpha \cdot \frac{v^2 \cdot \cos^2 \alpha}{g} \quad (6)$$

де  $\alpha$  - кут нахилу траєкторії руху.

Рішення рівняння (6) показує, що при значеннях  $\text{tg} \alpha = 0,577$  і  $\cos^2 \alpha = 0,75$  величина  $r$  здобуває максимальне значення. Прирівнявши формули (5) і (6), після підстановки значень  $g$ ,  $\text{tg} \alpha$ ,  $\cos^2 \alpha$  і нескладних перетворень одержимо формулу (2).

Заявленою формулою (3) по визначенню додаткової маси зарядів у підповерхах, збільшення кількості ВР у прилягаючому до стелини верхньому підповерхі ( $n = 1$ ) передбачається у відповідності з об'ємом підлягаючої переміщенню убик висячого боку розпушеної рудної маси стелини. Додаткова маса зарядів у кожному нижче лежачому підповерхі ( $n = 2, 3$  і т. д.) обумовлена наростаючими за рахунок відбійки шарів верхніх підповерхів об'ємами руди, що відкидається.

Для шахт Кривбаса характерні наступні фактичні вихідні дані для розрахунку

- проліт камери по простяганню,  $l = 30 \text{ м}$ ,

- проліт камери навхрест простягання  $b = 25 \text{ м}$ ,

- кількість підповерхів у камері - 3,

- висота підповерху  $h = 15 \text{ м}$ ,

- товщина стелини  $h_{\text{ст}} = 10 \text{ м}$ ,

- величина  $l_{\text{н о}}$ , прийнята при обваленні стелини  $w_{\text{ст}} = 3,0 \text{ м}$ ,

- товщина шару руди на контакт з вміщувачими породами лежачого боку  $w_{\text{ш}} = 3,5 \text{ м}$ ,

- діаметр свердловинного заряду ВР  $d = 0,105 \text{ м}$ ,

- коефіцієнт міцності руди  $f = 12$ ,

- коефіцієнт розпушення рудної маси, що рухається в закритому просторі  $k_p = 3$ ,

- питома витрата ВР для зарядів скидання розпушеної рудної маси  $q_p = 0,125 \text{ кг/м}^3$ .

Виходячи з цього, згідно з формулою (2), початкова швидкість розльоту кусків руди при обваленні стелини буде

$$v = 103,067 \cdot \sqrt[4]{12 \cdot 0,105 \cdot (3,0)^{-1}} = 82,986 \text{ м/с}$$

Інтервал уповільнення відбійки верхнього підповерху щодо обвалення стелини відповідно до вираження (1) складе

$$t_1 = 0,102 \cdot \left( \sqrt{19,62 \cdot 1 \cdot 15 + 82,986^2} - 82,986 \right) = 0,179 \text{ с}$$

Інтервал уповільнення відбійки другого підповерху складе

$$t_2 = 0,102 \cdot \left( \sqrt{19,62 \cdot 2 \cdot 15 + 82,986^2} - 82,986 \right) = 0,354 \text{ с}$$

Інтервал уповільнення відбійки третього підповерху складе

$$t_3 = 0,102 \cdot \left( \sqrt{19,62 \cdot 3 \cdot 15 + 82,986^2} - 82,986 \right) = 0,526 \text{ с}$$

Маса додаткового заряду ВР, що відкидає обвалену руду стелини, для першого (верхнього) підповерху складе

$$Q_1 = 3 \cdot 30 \cdot 0,125 \cdot 10 \cdot 25 = 2812,5 \text{ кг}$$

Маса додаткового відкидаючого заряду ВР для другого підповерху

$$Q_2 = 3 \cdot 30 \cdot 0,125 \cdot (10 \cdot 25 + (2 - 1) \cdot 3,5 \cdot 15) = 3402,125 \text{ кг}$$

Маса додаткового заряду ВР для третього підповерху

$$Q_3 = 3 \cdot 30 \cdot 0,125 \cdot (10 \cdot 25 + (3 - 1) \cdot 3,5 \cdot 15) = 3993,75 \text{ кг}$$

Лабораторне моделювання й експерименти в промислових умовах дозволили установити, що при даних параметрах способу розробки крутопохилих рудних тіл, втрати на лежачому боці відбитих запасів стеліни і засмічення їх обваленими налягаючими породами знижуються в 3 - 4 рази. Повнота добування запасів очисного блоку в цьому випадку зростає в 1,15 - 1,25 рази.

Економічна ефективність способу розробки, що заявляється, визначається по формулі

$$\Theta = ((C_2 - 3_2) \cdot K_{\delta 2} - (C_1 - 3_1) \cdot K_{\delta 1}) A_p, \quad (7)$$

де  $C_2$  і  $C_1$  - ціна 1 тони рудної маси, добутої, відповідно, по заявленій і звичайній технології, грн / т,

$3_2$  і  $3_1$  - витрати на видобуток, транспортування і переробку 1 тони рудної маси по заявля-

ній і звичайній технології, грн / т,

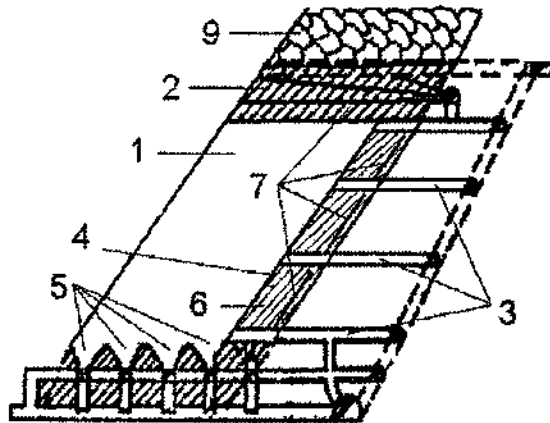
$K_{\delta 2}$  і  $K_{\delta 1}$  - коефіцієнти добування руди при заявленій і звичайній технології, частки од.

$A_p$  - річний обсяг видобутку руди з очисного блоку, т

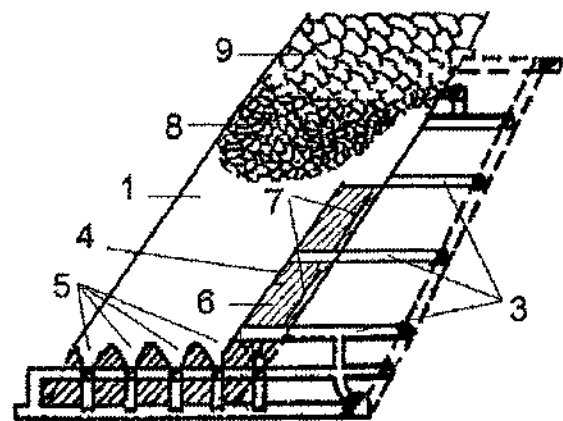
Виграти на транспортування і переробку 1 тони рудної маси за заявленою технологією дорівнюють витратам базового варіанта і виключаються з подальших розрахунків. Однак у способі, що заявляється, враховується додаткова витрата ВР на створення відкидаючих зарядів, різниця показників добування руди і її цін. Ураховуючи результати лабораторного моделювання й експериментів в промислових умовах, за умови, що  $K_{\delta 1} = 0,72$ , приймаємо  $K_{\delta 2} = 0,94$ .

Підставивши у формулу (7) ціни, що відповідають якості добутої рудної маси по заявленій і базовій технології, витрати на створення додаткових відкидаючих зарядів ВР у варіанті, що заявляється, значення коефіцієнтів добування і річного обсягу видобутку руди, одержимо очікуваний економічний ефект

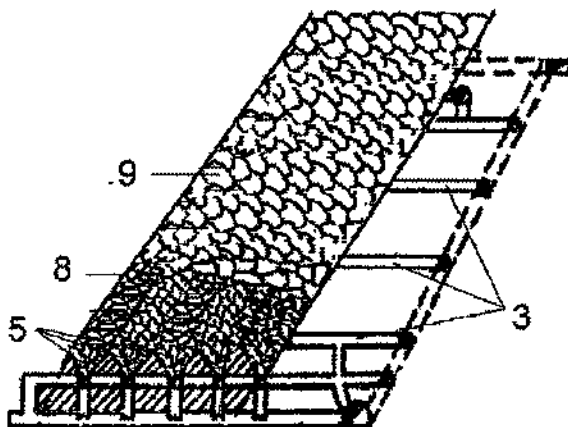
$$\Theta = ((36,5 - 0,32) \cdot 0,94 - 32,4 \cdot 0,79) \cdot 300000 \approx 2,5 \text{ млн грн}$$



Фиг. 1



Фиг. 2



Фиг. 3

---

ДП «Український інститут промислової власності» (Укрпатент)  
вул. Сим'ї Хохлових, 15, м. Київ, 04119, Україна  
(044) 456 – 20 – 90

---

ТОВ «Міжнародний науковий комітет»  
вул. Артема, 77, м. Київ, 04050, Україна  
(044) 216 – 32 – 71