

Є.К. Бабець

## **ВИРІШЕННЯ ПРОБЛЕМ ВІДПРАЦЮВАННЯ БОРТІВ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ У ЗОНАХ ВПЛИВУ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК**

*На сучасному етапі відробка покладів залізних руд у Кривбасі ведеться в умовах як сумісних відкритих і підземних гірничих робіт, так і відкритої розробки родовищ у зонах, що підроблені підземними виробками. Наведені технологія, нові способи та пристрої ліквідації воронок обвалення у межах робочої зони кар'єрів шляхом засипки їх рядовими скельними породами розкриву безпосередньо з поверхні, що дозволяє суттєво підвищити безпеку гірничих робіт у кар'єрі й отримати значну економію за рахунок попередження порушення доквілля зовнішніми відвалами.*

---

### **РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМ ОТРАБОТКИ БОРТОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ В ЗОНАХ ВЛИЯНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

*На современном этапе отработка залежей железных руд в Кривбассе ведется в условиях как совместных открытых и подземных горных работ, так и открытой разработки месторождений в зонах, подработанных подземными выработками. Приведены технология, новые способы и устройства погашения воронок обрушения в пределах рабочей зоны карьеров путем засыпки их рядовыми скальными породами вскрыши непосредственно с поверхности, что позволяет существенно повысить безопасность горных работ в карьере и получить значительную экономию за счет предупреждения нарушения окружающей среды внешними отвалами.*

---

### **SOLVING THE PROBLEM OF WORKING OUT THE SIDES OF IRON ORE QUARRIES IN THE AREAS OF INFLUENCE OF UNDERGROUND MINING**

*At the present stage, the development of iron ore deposit in Kryvbas is conducted in conditions as open and underground mining operations, and open mining in zones of undermining by drivage. The technology, new methods and facility of pitcrater reclamation in limits of quarry working area by overburden hard rock filling directly from the surface that allows to increase the safety of mining operations and gain significant economy at the expense of prevention of environment disturbance are presented.*

---

#### **ВСТУП**

Добування залізних руд у Криворізькому родовищі проводиться з 1881 р. За цей час із надр видобуто понад 6 млрд м<sup>3</sup> гірничої сировини, заскладовано у зовнішніх

відвалах біля 4 млрд м<sup>3</sup> порід розкриву та понад 1,3 млрд м<sup>3</sup> відходів збагачення. Це призвело до порушення понад 34 тис. га земельної території. До 1906 р. гірничі роботи проводили переважно відкритим способом. Проте після відновлення затоплених рудників та неефективності відкритих

розробок до кінця першої п'ятирічки у басейні добували вже біля 90% багаті залізної руди підземним способом. У 1934 р. питома вага відкритого способу добування руди знизилась до 4,6% і залишалась на цьому рівні до 1955 р., коли почався новий етап у розвитку гірничодобувної промисловості Кривбасу на базі освоєння потужних покладів залізистих кварцитів. До останнього часу відкритим способом добувають понад 86% сирової руди у басейні.

Натепер у межах м. Кривий Ріг та його околицях розробку бідної залізної руди з наступним її збагаченням ведуть п'ятьма потужними гірничо-збагачувальними комбінатами, річна проектна потужність яких дорівнює 140 млн т. Поряд з цим обсяг виймання порід розкриву становить біля 112 млн м<sup>3</sup>, а відходів збагачення – 31,4 млн м<sup>3</sup>. Оскільки межі зовнішніх відвалів і хвостосховищ обмежені, суттєвим вирішенням проблеми складування відходів гірничого виробництва є можливість використання для цієї мети виробленого простору підземних рудників.

## ПОСТАНОВКА ПРОБЛЕМИ

Показовим підприємством, що виконує добувні роботи у межах дії підземних рудників, є кар'єр № 1 ПАТ «Центральний ГЗК». Він функціонує у зонах зсуву гірських порід і земної поверхні в границях бувших рудників ім. Фрунзе, ім. Комінтерна та ім. К. Лібкнехта. З поглибленням гірничих робіт понад 350 м і розширенням його виробок поверхню все більша частина по східному борту кар'єру опиняється у зонах можливого утворення воронок. Розвиток гірничих робіт у таких умовах повинен здійснюватися із забезпеченням встановлених заходів безпеки, що спрямовані на попередження раптових обвалень і зсувів уступів у кар'єрі. Оскільки зовнішні відвали знаходяться на великій відстані, підвищення ефективності відкритої розробки й суттєве зниження собівартості добування сирової руди можливо здійснювати за раху-

нок складування основної частини порід розкриву в зонах зсуву й обвалення підземних виробок.

## ВИРІШЕННЯ ПРОБЛЕМИ

Для забезпечення безпеки виконання гірничих робіт на кар'єрі протягом багатьох років здійснюється розвідувальне буріння з метою виявлення підземних порожнин і встановлення приладів, що сигналізують про порушення масиву на початку зсуву гірських порід. Здійснюється закладення виявлених порожнин і виробок пустими породами з кар'єру. Був здійснений перехід на ведення гірничих робіт уступами висотою по 12 м з горизонту –110 м.

Аналіз проектного рішення по розвитку кар'єру № 1 до глибини 500 м дозволив провести систематизацію інженерно-геометричних перерізів по його східному борту й виділити п'ять проектних профілів, що визначають його стійкий стан [1 – 5]. Це дозволяє враховувати геологічну структуру масиву гірських порід, що складають борт, і провести чисельний розрахунок його стійкості (таблиця).

Як видно із таблиці, наведені показники коефіцієнта запасу стійкості по розрахункових профілях східного борту кар'єру, що визначені з урахування рівня прогнозованого ступеня порушення прибортового масиву воронками зсуву, відповідають нормативним параметрам (не менше 1,20).

Для забезпечення довготермінової стійкості східного борту кар'єру № 1 (понад 10 років) з постановкою його в проектне положення згідно проекту відробки до глибини 500 м з відповідним коефіцієнтом запасу міцності ( $n_3 = 1,3$ ) слід забезпечити параметри східного борту з кутами нахилу 33° у центральній частині й 35° – у північно-східній та південно-східній.

Вихід воронок вторинного обвалення на поверхню східного борту може призвести до раптового локального деформування як одного, так і декількох уступів. Тому такі підземні пустоти слід засипати з пове-

рхні скельними породами розкриву, що не тільки забезпечує стійкість прибортового

масиву, а й стабілізує економіку розкривних робіт.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕРОЯТНОСТЕЙ ВЫВАЛОВ В РАЗЛИЧНЫХ ЗОНАХ ВЫРАБОТОК

Таблица

Номер геологического разреза	Маркшейдерские оси	Розрахунковий коефіцієнт запасу стійкості	Ступінь прогнозованого порушення масиву, %	Коефіцієнт запасу стійкості масиву, частка од.
1 – 1	275 – 310	1,42	21	1,36
2 – 2	236	1,24	11	1,21
3 – 3	192	1,27	не очікується	1,27
4 – 4	146	1,22	10	1,20
5 – 5	76 – 128	1,29	27	1,23

На рис. 1 показано технологічну схему формування неробочого борту кар'єру, що підроблений підземними виробками, де у плані та у поперечному перерізі позначено: 1 – неробочий борт кар'єру; 2 – контури неліквідованих підземних виробок; 3 – стелі необваленої скельної породи у законтурному масиві; 4 – воронка обвалення від підземної розробки залізної руди; 5 – перший зверху уступ м'яких порід; 6, 7 – контури захисних породних валів з боку воронки обвалення 4 і неробочого борту кар'єру 1 відповідно; 8, 9 – площадки безпеки від захисних валів відповідно зі строки неліквідованої підземної виробки 2 та неробочого борту кар'єру 1 відповідно; 10 – ширина транспортної полоси на поверхні першого зверху уступу 5; 11 – транспортна полоса з протилежної сторони від виходу воронки обвалення 4 на поверхню; 12, 13 – допоміжні захисні породні вали з протилежного боку від неробочого борту кар'єру 1 та з боку дороги 11; 14 – напрямок руху автосамоскидів при засипці виробок обвалення 4.

Попередньо, у межах неробочого борту кар'єру 1 зі сторони проведення підземних гірничих робіт, визначають контури неліквідованих підземних виробок 2 та висоту стелі необваленої поверхні над ними по скельних породах у вертикальному перерізі 3, встановлюють висоту залишкового вільного простору по скельних породах  $h_e$

(м) над нижньою площиною воронки обвалення 4 та потужність м'яких порід  $h_m$  (м). Згідно норм проектування на верхній площадці першого зверху уступу по м'яких породах 5 визначають контури будівництва захисних валів 6 зі сторони воронки обвалення 4 і неробочого борту кар'єру 7 (рис. 1).

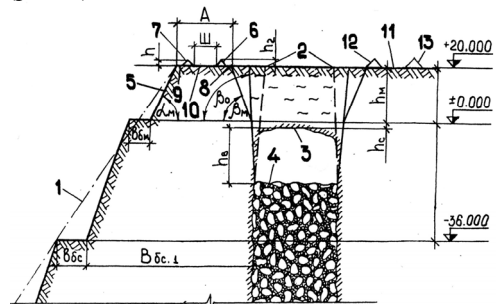


Рис. 1. Спосіб формування неробочого борту кар'єру

При цьому формування відповідних захисних валів зі сторони воронки обвалення 4 ведуть з будівництвом площадок безпеки на відстані 8 від контуру неліквідованої підземної виробки 2, а зі сторони неробочого борту 1 – на відстані 9. Ширину транспортної полоси 10 визначають з урахуванням габаритів гірничотранспортного устаткування, яке планується використовувати для ремонту захисних запобіжних валів 6 і 7 та ліквідація підземної ємності 4. Площу донної поверхні над підземними

ємностями 4, за необхідності, засипають скельними породами розкриву, які доставляють транспортною полосою 10 або її розміщують з протилежної сторони виходу воронки обвалення на поверхню 11 і огороджують захисними породними валами 12 з боку можливих обвалень, а скельну породу розкриву доставляють транспортними засобами з діючого кар'єру. При постановці уступів неробочого борту 1 в кінцеве положення проводять їх заукіску стандартними методами з досягненням стійкого значення кута укосу на рівні 40 і 80°, відповідно для м'яких і скельних порід. Процес засипки підземних ємностей здійснюють постійно, контролюючи їх заповнення по всій висоті виробок.

При формуванні неробочого борту 1 для збільшення кута його стійкого укосу можливо здвоювати уступи м'яких порід по висоті, а по скельних породах – строувати із забезпеченням їх необхідної стійкості відповідними методами заукіски й попереднього щілиноутворення. Це забезпечує формування робочої зони кар'єру з більшою площею його та введенням додатково до експлуатації значних забалансових обсягів залізної руди.

Запропонована технологія формування неробочого борту кар'єру [6] дозволяє отримати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів. Так, при експлуатації кар'єру № 3 ПАТ «Арселор-Міттал Кривий Ріг» підшоуоступна технологія з постановкою неробочого східного борту на контакт з зоною ведення підзем-

них робіт в осях XII і XIVБ зі збереженням тільки трьох транспортних площадок на горизонтах  $\pm 0$  м,  $-120$  і  $-180$  м дозволяє тимчасово законсервувати 15 млн м<sup>3</sup> окислених роговиків па період до 2030 р.

Мінімально можливу ширину безпечної площадки  $A = 163$  м на поверхні між верхньою брівкою неробочого уступу 5 та залишковою підземною ємністю 2 визначають із співвідношення

$$A \geq 2(h_1 + h_2) \text{ctg} \alpha_{\delta} + III + (h_g + h_c + h_m) \times \text{ctg} \beta_o + h_m \text{ctg} \beta_m + C_1 + C_2,$$

де  $h_1$  і  $h_2$  – висота захисних породних валів зі сторони виробленого простору кар'єру й підземної ємності, м;

$\alpha_{\delta}$  – кут укосу породи в захисних валах, град;

$III$  – ширина транспортної полоси для проїзду гірничотransпортних засобів, м;

$h_c$ ,  $h_g$  – висота залишкових підземної необваленої скельної породи і виробленого простору, м;

$h_m$  – потужність м'яких порід верхнього уступу, м;

$\beta_o$ ,  $\beta_m$  – кути укосу обвалення скельних і м'яких порід, град;

$C_1$ ,  $C_2$  – безпечна відстань поверхню між захисними валами зі сторони кар'єру й підземної ємності, м.

Кут укосу неробочого борту  $\alpha_n = 50^\circ$  визначається за формулою

$$\alpha_n = \frac{\text{arctg} H_{к.о}}{[H_m \text{ctg} \alpha_m + n_m B_{\delta.m} + N_c h_c \text{ctg} \alpha_c + n_c B_{\delta.c} + (N - n_c) B_{\delta}]},$$

де  $H_{к.о}$ ,  $H_m$  – потужність залягання окислених роговиків і наносів, м;

$\alpha_m$ ,  $\alpha_c$  – стійкі кути укосів тимчасово неробочих бортів по м'яких і скельних породах, град;

$n_m$ ,  $n_c$  – кількість транспортних пло-

щадок по м'яких і скельних породах, од.;

$N_c$ ,  $n_c$  – кількість (од.) і висота уступів по скельних породах, м;

$B_{\delta}$  – ширина берми безпеки, м.

Збільшення кута укосу уздовж профілю неробочого борту до  $50^\circ$  на позначеній ді-

лянци дозволяє додатково залучити до експлуатації біля 100 млн т магнетитових кварцитів. Річна економічна ефективність  $E = 95,13$  млн грн за рахунок тимчасового вилучення з експлуатації тільки окислених роговиків визначається за формулою

$$E = \frac{(V_o \cdot q_o \cdot e)}{T_o},$$

де  $V_o$  – обсяг довготривалої консервації окислених роговиків, млн м<sup>3</sup>;

$q_o$  – собівартість розробки 1 м<sup>3</sup> окислених роговиків, дол. США;

$e$  – перевідний коефіцієнт в національну валюту, грн/дол.;

$T_o$  – термін консервації окислених роговиків, роки.

Загальна ефективність запропонованого способу буде обґрунтована у процесі виконання проектної документації й суттєво збільшена за рахунок не тільки збільшення величини кутів укосу неробочих уступів і неробочого борту в цілому, а й додаткового розширення сировинної бази кар'єру та зменшення відстані перевезення окислених роговиків до місця складування у виробленому просторі.

Окрім описаного вище способу ліквідації воронки обвалення можливо також суттєво підвищити безпеку ведення гірничих робіт шляхом застосування буріння свердловин на всій площі стелі підземної виробки і, за рахунок якісного дроблення навісаючих порід повністю заповнити вироблений простір, засипати його породами розкриву, підвищити безпеку складування та у цілому зменшити собівартість добування корисної копалини [7 – 9]. При цьому відповідно до міцності скельних порід і висоти стелі підземної виробки встановлюють розміри сітки для буріння свердловин розпушення у масиві першого зверху уступу по скельних породах у робочій зоні кар'єру 1 (рис. 2). Визначають положення підземної виробки 2 та встановлюють потужність її стелі 3. Робочу площадку по м'яких породах 4 переміщують на певну ширину,

достатню для формування робочої площадки 5 першого зверху уступу 1 по скельних породах, на якій породними валами 6 огорожують площу можливого виходу стелі 2 підземної виробки 3.

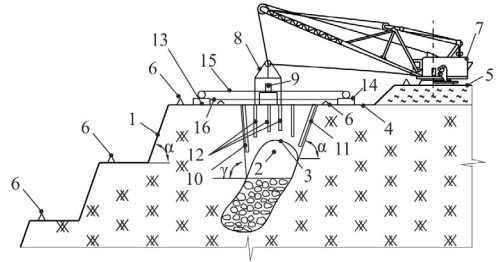


Рис. 2. Спосіб ліквідації виробки у масиві робочого борту кар'єру

Драглайн 7 розміщують за безпечними межами можливого виходу воронки обвалення підземної виробки 2 на робочу площадку 5. Замість ковша драглайн 7 споруджують підвісною платформою 8, встановлюють на неї буровий верстат 9 і опускають на потрібне місце роботи. За встановленими параметрами послідовно одну за однією по зовнішньому контуру стелі 3 бурять свердловини заукіски 10 – під кутом  $\gamma$  зі сторони робочого борту кар'єру, та 11 – під кутом  $\alpha$  – зі сторони непорушеного масиву. Потім, по заданій сітці та на певну глибину, проходять свердловини розпушення 12.

Для обслуговування буропідричних робіт на безпечній відстані від захисних валів 6 на протилежних межах можливого виходу воронки обвалення 2 встановлюють реверсивні лебідки: 13 – зі сторони виробленого простору та 14 – зі сторони непорушеного масиву. Споряджують їх підвісним канатом 15, по якому до місця буріння свердловин 12 подають вибухівку та матеріал забивки. Переміщення обслуговуючого персоналу здійснюють підвісним трапом на двох канатах 15 і 16. Підвісний канат 15 і пішохідний трап 16 повністю перекривають поперечний переріз підземної виробки 2. Після завершення спорядження свердло-

вин вибухівкою та забивкою робоче обладнання виводять за межі виконання буропідричних робіт. У процесі руйнування стелі 2 розпушена порода заповнює простір підземної виробки 3. Кути укосів  $\gamma$  і  $\alpha$  формують на рівні 85 і 60°. Після цього уступ в робочій зоні кар'єру 1 відпрацьовують в установленому порядку.

Запропонована технологія ліквідації підземної виробки у масиві робочого борту кар'єру дозволяє отримати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів. Так, при експлуатації кар'єру № 3 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» у масиві східного борту існує декілька підземних виробок, що заважають нормальному посуванню робочих уступів. Оскільки вихід їх у робочу зону кар'єру планується відповідно до плану ведення розкривних робіт протягом року або п'ятирічки, економічну ефективність впровадження заявленого технічного рішення доцільно розраховувати тільки по капітальних вкладеннях на придбання основного робочого обладнання. У цьому разі річна економічна ефективність  $E$  (тис. грн) розраховується за формулою

$$E = (m_1 - m_2) \cdot K \cdot C \mp E_n,$$

де  $m_1$ ,  $m_2$  – маса робочого обладнання, т; відповідно до технічних характеристик за прототипом застосовують екскаватор ЕКГ-5 масою 248 т; приймальний бункер БС-120 масою 13 т; шоківу дробарку ЩДП-12×15 масою 115,7 т; конвеєрний перевантажувач довжиною 16 м масою 15 т; буровий верстат СБШ-250МН масою 66 т; за заявленим способом роботи ведуть драглайном ЕШ-6/45МН масою 295 т; буровим верстатом 2СБР-125-30 масою 12 т, який переміщують на платформі масою 5 т;

$K$  – вартість 1 т обладнання, тис. дол. США,  $K = 10\,000$  дол. США;

$C$  – курс НБУ 1 дол. США станом на 2015 р.,  $C = 21$  грн;

$E_n$  – нормативний коефіцієнт освоєння капітальних вкладень,  $E_n = 0,12$ .

Згідно наведених даних, річний економічний ефект за рахунок впровадження нової технології становить 3168 тис. грн.

## ВИСНОВКИ

На сучасному етапі відробки покладів залізних руд у Кривбасі ведеться в умовах як сумісних відкритих і підземних гірничих робіт, так і відкритої розробки родовищ у зонах, що підроблені підземними виробками. Процес зсуву підроблених товщ породи ще не завершений. Фронти відкритих гірничих виробок наступають на площі, на які дотепер ще не вийшли воронки обвалення, тераси й тріщини. Мульди зсуву продовжують розвиватись у часі. На підставі проведеного в Науково-дослідному гірничорудному інституті аналізу результатів обстеження та геолого-маркшейдерської документації виготовлена карта, що систематизує суміщений план підземних воронкообвалення й аномальних зон, виконана оцінка виробленого простору та можливо-го виходу його на поверхню. Доведено, що ведення відкритих гірничих робіт у межах таких ділянок неможливо без попередньої ліквідації пустот. Розроблена технологія ліквідації воронкообвалення за допомогою нових способів і пристроїв їх засипки скельними породами розкриву безпосередньо з поверхні, що дозволяє суттєво підвищити безпеку гірничих робіт у кар'єрі й отримати значну економічну ефективність за рахунок попередження порушення земної поверхні зовнішніми відвалами.



## СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Сборник технико-экономических показателей горнодобывающих предприятий Украины в 2009 – 2010 гг. / [Бабец Е.К., Штанько Л.О., Салганик В.А. и др.]. – Кривой Рог: ГП «НИГРИ», 2011. – 329 с.

2. Безопасная совместная эксплуатация месторождений железных руд Кривбасса / [Бабец Е.К., Перегудов В.В., Романенко А.В., Ступник Н.И.]. – Кривой Рог: Издатель ФЛ-П Чернявский Д.А., 2012. – 407 с.

3. Бабец Е.К. Стратегия управления качеством продукции Криворожских горно-обогатительных комбинатов в условиях их реструктуризации / Е.К. Бабец, В.П. Хорольский, Т.В. Хорольская // Качество минерального сырья: сб. науч. тр. – Кривой Рог: КТУ, 2000. – С. 227 – 230.

4. Выбор места расположения и расчет параметров отвалов для современных условий разработки Петровского и Артемовского месторождения / Е.К. Бабец, А.Н. Костянский, Р.М. Логвинчук [и др.] // Форум гірників: матеріали міжнар. конф. – Д.: НГУ, 2009. – С. 145 – 154.

5. Бабец Е.К. Современное состояние горного производства на глубоких карьерах, основные проблемы и пути их решения / Е.К. Бабец // Зб. наук. пр. ДП «Наук.-дослід. гірничоруд. ін-т». – Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010. – Вип. 52. – С. 10 – 16.

6. Пат. 108040 Україна, E21C41/26. Спосіб формування неробочого борту кар'єра що підроблений підзем-

ними виробками / А.Ю. Дриженко, Г.В. Козенко, О.В. Дремлюга, Є.К. Бабець. – опубл. 10.11.14; Бюл. № 5.

7. Бабец Е.К. Аналіз негативного впливу підземних гірничих робіт на навколишнє природне середовище Кривбасу / Е.К. Бабец // Зб. наук. пр. ДП «Наук.-дослід. гірничоруд. ін-т». – Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010. – Вип. 52. – С. 212 – 219.

8. Оценка технологических вариантов реконструкции карьеров при расширении их сырьевой базы / Е.К. Бабец, В.А. Ковальчук, Б.Е. Яценко [и др.] // Разработка рудных месторождений. – Кривий Ріг: КТУ, 2011. – Вип. 94. – С. 44 – 47.

9. Бабец Е.К. Железорудная промышленность Украины: современное состояние и проблемы развития / Е.К. Бабец, В.А. Салганик, Л.О. Штанько // Форум гірників: матеріали міжнар. конф. – Д.: НГУ, 2011. – С. 31 – 37.

10. Проектирование железорудных карьеров в условиях поддержания их мощности / Е.К. Бабец, Б.Е. Яценко, В.А. Ковальчук [и др.] // Зб. наук. пр. ДП «Наук.-дослід. гірничоруд. ін-т». – Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2012. – № 53 – С. 61 – 69.

## ПРО АВТОРІВ

Бабець Євген Костянтинович – к.е.н., директор Науково-дослідного гірничорудного інституту.

