

УДК 622.274.3: 622.831

М.І. СТУПНІК, д-р техн. наук, проф., О.Я. ХІВРЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
В.О. КАЛІНІЧЕНКО, О.В. КАЛІНІЧЕНКО, доктори техн. наук, професори
Криворізький національний університет
О.В. ПОЧТАРЬОВ, «LAMET» s.r.o., Кошиці, Словаччина

ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ВІДБІЙКИ РУДИ В УМОВАХ ШАХТ ПрАТ «ЗЗРК»

Досліджені питання кореляції параметрів буровибухових робіт (БВР) при підземній розробці унікального родовища залізних руд Запорізького залізорудного комбінату, руда якого має включення міцних магнетитових кварцитів. Існуюча на підприємстві методика розрахунку параметрів БВР має бути удосконалена для урахування гетерогенності рудного масиву.

Мета. Удосконалення технології буровибухових робіт за рахунок уточнення закономірностей розподілу енергетичних витрат вибухових речовин при відбійці корисних копалин з диференційованими фізико-механічними властивостями.

Методи дослідження. У якості основних методів досліджень використані аналітичні методи розрахунків параметрів буровибухових робіт, експериментальні методи дослідження промислових характеристик багатих залізних руд та магнетитових кварцитів родовища шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК», порівняльні дослідження існуючих вибухових речовин різної енергетичної потужності.

Наукова новизна. Визначені нові закономірності фрагментації корисних копалин при відбійці складноструктурних покладів багатих залізних руд з включеннями міцних магнетитових кварцитів. Встановлені нові залежності енергетичної насиченості масиву різної міцності руд при використанні різнотипних вибухових речовин.

Практична значимість. Визначені закономірності дали змогу удосконалити параметри буровибухових робіт в умовах родовища багатих залізних руд шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат».

Результати. На основі виконаних досліджень удосконалена методика визначення параметрів буровибухових робіт, які дозволяє враховувати фізико-механічні характеристики багатих залізних руд і магнетитових кварцитів та рекомендувати вибухові речовини з оптимальними енергетичними показниками. У якості прикладу виконано розрахунки для очисного блоку 1/23с гор. 710-840 м шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат», які дозволяють поліпшити техніко-економічні показники видобутку руди в цілому по блоку.

Ключові слова. підземна розробка, залізні руди різної міцності, параметри буровибухових робіт.

doi: 10.31721/2306-5451-2021-1-52-3-10

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. При підземній розробці залізорудних родовищ великого значення набувають питання прийняття оптимальних технологічних рішень при проектуванні, плануванні та організації гірничовидобувного виробництва.

Особливо важливе значення ці питання мають для поліпшення техніко-економічних показників очисної виїмки, ефективність якої значною мірою визначається якістю подрібнення рудного масиву буровибуховим способом.

При відбійці руди в очисних камерах і панелях при системах розробки, що застосовуються на шахтах Запорізького і Криворізького залізорудних комбінатів, використовуються переважно віяла глибоких свердловин діаметром 89-105 мм. Головним недоліком віялового розташування свердловин є нерівномірне розташування вибухових речовин (ВР) у віялі. Так, біля виробок, з яких пробурені віяла глибоких свердловин, масив перенасичений вибуховими речовинами, в той час як на периферії контуру відбійки насиченість масиву вибухівкою є значно меншою. Недозарядження свердловин та використання інертної забійки дещо робить рівномірною енергетичну насиченість рудного масиву, але все ж таки розбіжність між максимумом і мінімумом питомого насичення рудного масиву вибухівкою залишається вкрай високою (рис. 1). Такі варіації питомих витрат ВР, ускладнені відхиленнями свердловин від проектних траєкторій знову ж таки в основному в периферійних зонах віял приводять до нерівномірної фрагментації відбитої руди, значних обсягів її вторинного подрібнення.

Аналіз досліджень і публікацій. Бурові та вибухові роботи є одними з основних технологічних процесів видобутку корисних копалин. Вони значною мірою впливають на наступні процеси у технологічному ланцюгу, стан промислової та екологічної безпеки гірничодобувного підприємства, економічну ефективність його роботи.

Світова практика однозначно визначає пріоритети сучасних технологій буровибухових робіт, виділяючи, насамперед, їх економічність, безпеку і екологічну надійність [7]. Суттєвою

проблемою для підвищення ефективності буровибухових робіт є визначення параметрів відбійки рудного масиву, неоднорідного за своїми фізико-механічними характеристиками. Такі умови критерій, зокрема для шахти «Експлуатаційна» Запорізького залізорудного комбінату, де багаті руди середньої міцності відбиваються валовим способом разом з прошарками магнетитових кварцитів з використанням однакових параметрів БВР. Звичайно, що такий підхід обумовлює значний вихід негабаритних шматків та погіршення умов випуску відбитої, але неякісно фрагментованої руди [2-4].

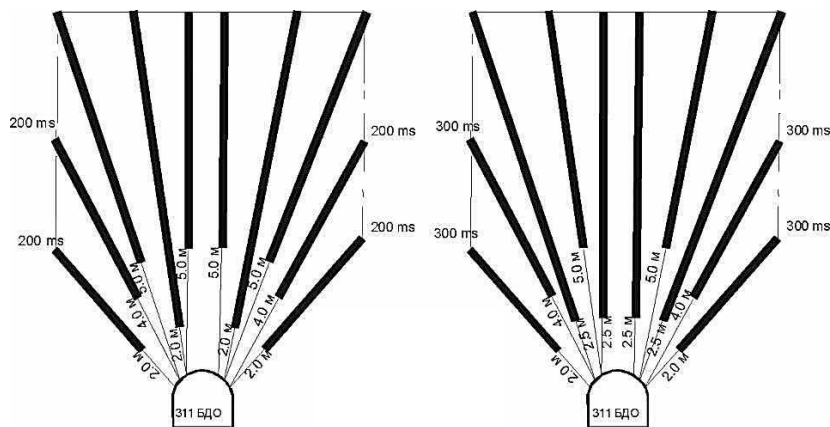


Рис. 1. Застосування недозаряду та використання інертної забійки у віялах глибоких свердловин

Крім того, необхідно виділити пов'язану з контекстом, який досліджується, задачу вибору вибухових речовин, потужність яких дозволяє забезпечити рівномірне фрагментування рудного масиву в проектних контурах відбійки.

Загальна характеристика найбільш широко використовуються ВР в розвинутих гірничодобувних країнах приведена в роботах [8, 9]. При цьому слід зазначити, що і з загальних витрат ВР по Україні найбільшу частину (40,0%) становить грамоніт 79/21; 3,6% - грамоніт 79/21 ГС (водостійкий); 31,6 5% - амоніти [10]. На сьогодні одним з провідних підприємств в Україні з виробництва вибухових речовин є Державне підприємство "Науково-виробниче об'єднання" Павлоградський хімічний завод "(ДП" НВО "ПХЗ") [11].

Серед особливостей технології БВР деякі автори [1, 5, 14] вказують на те, що «зі збільшенням діаметра заряду знижуються так звані хімічні втрати (неповнота реакції) при детонації і параметри вибуху все в більшій мірі визначаються потенційною енергією вибуху». З цього випливає, що зменшення діаметра свердловинних зарядів з одного боку сприяє поліпшенню якості дроблення порід, а з іншого - може негативно позначитись на режимі їх детонації і корисній праці вибуху. Особливо актуально це для підземних гірничодобувних підприємств, які використовують при буровибухових роботах свердловини діаметром 75 – 85 мм.

Серед іншого, як відзначають автори [12], при вибухових роботах необхідно виключити використання ВР, незбалансованих по кисневому балансу або з нестабільним складом компонентів, особливо складних гірничо-геологічних умовах застосування ВР в свердловинах (тріщинуватість, обводненість, хімічні реакції з середовищем та ін.). Тріщинуватість і обводненість порід сприяють відмовам при підриванні гранульованих ВР і водомістких ВР з малою в'язкістю, що призводить до високої ймовірності утворення в продуктах вибуху великої кількості окису вуглецю і сажистих частинок або окислів азоту [13]. Тому існуюча на шахтах Запорізького залізорудного комбінату методика розрахунку параметрів БВР потребує удосконалення.

Постановка задачі. На основі виконаного аналізу сформульовано мету досліджень, яка полягає в удосконаленні технології буровибухових робіт за рахунок уточнення закономірностей енергетичного насичення вибуховими речовинами масиву корисних копалин з диференційованими фізико-механічними характеристиками.

Для досягнення поставленої мети в роботі необхідно було вирішити наступні задачі:

дослідження промислових характеристик багатих залізних руд та магнетитових кварцитів родовища шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК»;

обґрунтування застосування вибухових речовин з різними енергетичними показниками;

визначення та оптимізація параметрів буровибухових робіт для умов шахти «Експлуатаційна».

Викладення матеріалу та результати. При розробці потужних родовищ Запорізького залізорудного комбінату широке поширення отримала поверхово-камерна система розробки з наступною закладкою відпрацьованого очисного простору. На шахті «Експлуатаційна» для оптимізації параметрів БВР була запропонована камера 1/23с гор. 710-840 м. Особливістю даної камери є те, що значна частина глибоких свердловин була пробурена в межах двох різних за площею ділянок очисного блоку. Перша ділянка представляла собою ділянку мартитової руди з міцністю $f = 8-10$, друга - ділянку (включення) магнетитових кварцитів з міцністю $f = 14-15$. У табл. 1 перераховані віяла глибоких свердловин за трьома основними буровими горизонтами.

Таблиця 1

Віяла глибоких свердловин за трьома основними буровими горизонтами

Кількість віял	Горизонт	Віяла по руді, по кварцитах
По руді, по кварцитах – 5 Всього – 17	740 м	B2юг; B3юг; B1в/б; B2в/б; B3в/б
По руді, кварцити – 6 Всього – 17	775 м	B2юг; B1юг; B4юг; B1в/б; B3в/б; B3в/б
По руді, кварцитах – 6 Всього – 13	810 м	B2юг; B1юг; B3юг; B4юг; B2в/б; B3в/б

У камері 1/23с гор. 710 – 840 м маємо 47 віял на 3-х поверхах, з них 17 з прошарками магнетитових кварцитів (36,1%).

У камері 1/23с гор. 710–840 були прийняті для розрахунків віяло K2 в/б гор. 775 м і віяло B5 в/б гор. 810 м.

Розрахунок параметрів БВР віяла K2 в/б гор. 775 м. Рудний поклад у площині віяла KB2 в/б гор. 775 м представлено ділянкою мартитової руди міцністю $f = 8-10$ і ділянкою магнетитових кварцитів міцністю $f = 14-15$. У віялі відбурено 22 свердловини діаметром 89 мм. Загальна довжина свердловин – 326 м. Згідно з проектом зарядці підлягають 228 м свердловин, що відповідає недозаряду 30%. В якості ВР використовується грамоніт 79–21В. У проекті зазначено питома місткість свердловин $U = 6,84 \text{ г/см}^3$, що відповідає густині заряджання $\rho = 1,07$. Питома вага рудної маси $\gamma_p = 3,96 \text{ т/м}^3$.

На рис. 2 представлено схеми розташування глибоких свердловин у віялах KB2 в/б гор. 775м та віялі B5 в/б гор. 810м, на підґрунті яких здійснюємо подальші розрахунки параметрів БВР для цих віял.

Так, площа віяла KB2 в/б гор. 775 м складе, м^2

$$S_g = h_g \cdot A_g = 34,7 \cdot 14 = 485,$$

де h_g – висота віяла глибоких свердловин по руді, м; A_g – ширина віяла глибоких свердловин по руді, м.

	Віяла глибоких свердловин						Σ
	1	2	3	4	5	6	
h_g	70	72	68	68	–	–	278/4=34,7
A_g	27	28	30	26	30	28	169/6=14

Площа віяла по магнетитовим кварцитах, м^2

$$S_{\kappa\kappa} = h_{\kappa\kappa 1} \cdot A_{\kappa\kappa 1} + h_{\kappa\kappa 2} \cdot A_{\kappa\kappa 2} = 12,4 \cdot 14 + 8,5 \cdot 11,5 = 272.$$

Без урахування площі бурової виробки: $S_{\kappa\kappa} = 268 \text{ м}^2$,

де h_{g1} – висота віяла глибоких свердловин по руді, м; A_{g1} – ширина віяла глибоких свердловин по руді, м; h_{g2} – висота віяла глибоких свердловин по магнетитовим кварцитах, м; A_{g2} – ширина віяла глибоких свердловин по магнетитовим кварцитах, м.

	Віяла глибоких свердловин					Σ
	1	2	3	4		
h_{g1}	22	27	25	–		74/3=12,4
A_{g1}	22	30	30	28		110/4=14
h_{g2}	20	20	17	9		66/4=8,5
A_{g2}	18	26	25	–		69/3=11,5

Площа віяла по мартитовій руді, м²

$$S_p = S_{\kappa} - S_{\kappa\kappa} = 481 - 268 = 213.$$

Середній показник вибуховості рудної маси на ділянці мартитової руди міцністю $f = 9$ дорівнює $C_{0cp} = 29,26$.

Середній показник вибуховості рудної маси на ділянці магнетитових кварцитів міцністю $f = 14-15$ становитиме

$$C_{0cp} = (C_{0f14} + C_{0f15}) / 2 = (23,41 + 22,79) / 2 = 23,1.$$

В цілому по віялу середній показник вибуховості рудної маси, представленої ділянками покладу мартитової руди і магнетитових кварцитів може бути визначений наступним чином

$$C_{0cp\kappa} = (C_{0cp1} \cdot S_p + C_{0cp2} \cdot S_{\kappa\kappa}) / S_{\kappa} = (29,26 \cdot 213 + 23,1 \cdot 268) / 481 = 25,82.$$

Тоді лінія найменшого опору, м

$$W_{f0} = K_n \cdot C_{0cp3} \cdot d_{c\kappa} \cdot \sqrt{p} \cdot \delta = 0,9 \cdot 25,82 \cdot 0,089 \cdot \sqrt{1,07} \cdot 1 = 2,14,$$

де $K_n = 0,9 \dots 1,0$ – коефіцієнт, який враховує неоднорідність масиву гірських порід; d – діаметр свердловини, м; δ – коефіцієнт відносної роботоzдатності ВР.

Відстань між свердловинами, м

$$\begin{aligned} a_f &= m \cdot W_f; \\ m &= 0,019 \cdot C_{0cp3} + 0,403 = 0,490 + 0,403 = 0,893; \\ a_f &= 0,893 \cdot 2,14 = 1,91. \end{aligned}$$

Питомі витрати ВР, виходячи із місткості свердловин, кг/т:

$$\text{розрахункові: } q_f = (2 \cdot K_3 \cdot U) / (a_f \cdot W_f \cdot \gamma_p) = (2 \cdot 0,8 \cdot 6,84) / (1,91 \cdot 2,14 \cdot 3,96) = 0,676;$$

$$\text{проектні: } q_f = (2 \cdot K_3 \cdot U) / (a_f \cdot W_f \cdot \gamma_p) = (2 \cdot 0,8 \cdot 6,84) / (2,5 \cdot 3,0 \cdot 3,96) = 0,368.$$

Віяло KB2 в/б гор. 775 м, де $f = 9$; $C_{0cp} = 29,26$; $p = 1,07$; $I = 1$; $U = 6,84$ г/см³.

Тоді W_f при щільності заряджання свердловин $p = 1,07$ буде дорівнювати, м

$$W_f = K_n \cdot C_{0cp1} \cdot d_{c\kappa} \cdot \sqrt{1,07} \cdot \delta = 0,9 \cdot 29,26 \cdot 0,089 \cdot \sqrt{1,07} \cdot 1 = 2,42.$$

Відстань між свердловинами, м

$$\begin{aligned} a_f &= m \cdot W_f; \\ m &= 0,019 \cdot C_{0cp1} + 0,403 = 0,019 \cdot 29,26 + 0,403 = 0,958; \\ a_f &= 0,958 \cdot 2,42 = 2,32. \end{aligned}$$

Питомі витрати ВР по місткості свердловин, кг/т:

$$\text{розрахункові: } q_f = (2 \cdot K_3 \cdot U) / (a_f \cdot W_f \cdot \gamma_p) = (2 \cdot 0,8 \cdot 6,84) / (2,32 \cdot 2,42 \cdot 3,96) = 0,492;$$

$$\text{проектні: } q_f = (2 \cdot K_3 \cdot U) / (a_f \cdot W_f \cdot \gamma_p) = (2 \cdot 0,8 \cdot 6,84) / (2,48 \cdot 3,0 \cdot 3,96) = 0,371.$$

Розрахунковий обсяг мартитової руди, відбитий віялом KB2 в/б гор. 775 м складе, т

$$T_{p1} = S_p \cdot W_f \cdot \gamma_p = 213 \cdot 3,0 \cdot 3,96 = 2530.$$

Проектний обсяг мартитової руди, відбитий віялом KB2 в/б гор. 775 м складе, т

$$T_{p2} = S_p \cdot W_f \cdot \gamma_p = 213 \cdot 2,42 \cdot 3,96 = 2041.$$

Відповідно розрахункова та проектна кількість ВР, яка буде використана для обвалення мартитової руди даним віялом складе, кг

$$Q_{BB1} = T_{p1} \cdot q_f = 2530 \cdot 0,492 = 1244;$$

$$Q_{BB2} = T_{p2} \cdot q_f = 2041 \cdot 0,492 = 1004.$$

Віяло KB2 в/б гор. 775 м, $C_{0cp} = 23,1$; $p = 1,07$; $\delta = 1$; $U = 6,84$ г/см³.

Визначаємо W_{κ} , м

$$W_{\kappa} = K_n \cdot C_{0cp} \cdot d_{c\kappa} \cdot \sqrt{1,07} \cdot I = 0,9 \cdot 23,1 \cdot 0,089 \cdot \sqrt{1,07} \cdot 1 = 1,91.$$

Визначаємо відстань між свердловинами, м

$$\begin{aligned} a_f &= m \cdot W_f; \\ m &= 0,019 \cdot C_{0cp1} + 0,403 = 0,019 \cdot 23,1 + 0,403 = 0,842. \\ a_f &= 0,842 \cdot 1,91 = 1,61. \end{aligned}$$

Питомі витрати ВР по місткості свердловин, кг/т

$$\text{розрахункові: } q_f = (2 \cdot K_3 \cdot U) / (a_f \cdot W_f \cdot \gamma_p) = (2 \cdot 0,8 \cdot 6,84) / (1,61 \cdot 1,91 \cdot 3,96) = 0,898;$$

$$\text{проектні: } q_f = (2 \cdot K_3 \cdot U) / (a_f \cdot W_f \cdot \gamma_p) = (2 \cdot 0,8 \cdot 6,84) / (2,48 \cdot 3,0 \cdot 3,96) = 0,371.$$

Розрахунковий обсяг магнетитових кварцитів, відбитий віялом KB2 в/б гор. 775 м складе, т

$$T_{\kappa\kappa} = S_{\kappa\kappa} \cdot W_{\kappa} \cdot \gamma_p = 268 \cdot 3,0 \cdot 3,96 = 3183.$$

Проектний обсяг магнетитових кварцитів, відбитий віялом KB2 в/б гор. 775 м складе, т

$$T_{\kappa\kappa} = S_{\kappa\kappa} \cdot W_{\kappa} \cdot \gamma_p = 268 \cdot 1,91 \cdot 3,96 = 2027.$$

Відповідно розрахункова та проектна кількість ВР, яка буде використана для обвалення магнетитових кварцитів даним віялом складе, кг

$$Q_{BB1} = T_{кв1} \cdot q_f = 3183 \cdot 0,898 = 2858;$$

$$Q_{BB2} = T_{кв2} \cdot q_f = 2027 \cdot 0,898 = 1820.$$

Сумарний обсяг рудної маси, відбитий віялом KB2 в/б гор. 775 м представлений мартитовою рудою і магнетитовими кварцитами складе, т

$$T_{61} = T_p + T_{кв} = 2530 + 3183 = 5713.$$

Відповідно сумарна кількість ВР, яка буде використана для обвалення руди і магнетитових кварцитів даним віялом складе, кг

$$Q_s = Q_{1p} + Q_{1кв} = 1244 + 2858 = 4102;$$

$$q_{f6} = 0,718 \text{ кг/т};$$

$$q_{fp} = 0,695 \text{ кг/т}.$$

Результати виконаних розрахунків по визначенню питомих витрат ВР за місткістю вибурених віял свердловин приведені в табл. 2.

Таблиця 2

Результати розрахунків питомих витрат ВР за місткістю вибурених віял свердловин

Показники	Руда	Кварцити	Руда + кварцити	Проект
Коефіцієнт міцності рудних порід – f	9	14,5	9-14,5	–
Діаметр глибоких свердловин – $d_{св}$, мм	89	89	89	89
Об'ємна вага рудного масиву – γ_p , т/м ³	3,96	3,96	3,96	3,96
Площина віяла глибоких свердловин – S_6 , м ²	213	268	481	481
Кількість ВР в 1 м свердловини – U , г/см ³	6,84	6,84	6,84	6,84
Коефіцієнт роботоздатності – η , долі од.	1	1	1	1
Показник підризаємості гірських порід – C_0	29,26	23,10	25,82	–
Коефіцієнт неоднорідності гірських порід – K_n	0,9	0,9	0,9	0,9
Коефіцієнт заповнення свердловин – K_3	0,8	0,8	0,8	0,8
Лінія найменшого опору – W , м	2,42	1,91	2,14	3,0
Відстань між кінцями свердловин – a , м	2,32	1,61	1,91	2,5
Питомі витрати ВР за місткістю свердловини – q , кг/т	0,492	0,898	0,676	0,371
Щільність заряджання свердловин – P , г/см ³	1,07	1,07	1,07	1,07
Коефіцієнт зближення свердловинних зарядів – m	0,958	0,842	0,893	–
Об'єм відбитої рудної маси по виділенім ділянкам віял – Q_s , т	–	–	–	–

Розрахунок параметрів БВР віяла B5 в/б гор. 810 м. Рудний поклад у площині віяла B5 в/б гор 810 м представлений мартитовою рудою міцністю $f = 8 - 10$. У віялі відбурено 38 свердловин діаметром $d = 89$ мм. Загальна довжина відбурених свердловин 598 м. До зарядки підлягає, з урахуванням недозаряду свердловин (30%) – 419 м. В якості ВР використовується грамоніт 79-21В. Вміст ВР в 1м свердловини – $U = 6,84$ кг. Це можливо при густині зарядки $p = 1,07$. Питома вага руди $\gamma = 3,96$ т/м³. Середній показник вибуховості мартитової руди $C_{0cp} = 29,26$ при $f = 9$. Площа віяла B5 в/б гор. 810 м становить, м²

$$S_6 = h_{cp} \cdot A_{cp} = 37 \cdot 25 = 925.$$

Лінія найменшого опору W_{f6} при щільності зарядки свердловин $p = 1,07$ складе, м

$$W_f = K_n \cdot C_{0cp1} \cdot d_{св} \cdot \sqrt{1,07} \cdot 1 = 0,9 \cdot 29,26 \cdot 0,089 \cdot \sqrt{1,07} \cdot 1 = 2,42.$$

	Віяла глибоких свердловин									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	Σ
h_{cp}	75	75	75	75	75	75	–	–	–	37
A_{cp}	46	49	50	50	50	50	52	54	48	25

Відстань між свердловинами, м

$$a_f = m \cdot W_f;$$

$$m = 0,019 \cdot C_{0cp1} + 0,403 = 0,019 \cdot 29,26 + 0,403 = 0,958;$$

$$a_f = 0,958 \cdot 2,42 = 2,32.$$

Питомі витрати ВР по місткості свердловин, кг/т:

$$\text{розрахункові: } q_f = (2 \cdot K_3 \cdot U) / (a_f \cdot W_f \cdot \gamma_p) = 10,94 / 22,23 = 0,492;$$

$$\text{проектні: } q_f = (2 \cdot K_3 \cdot U) / (a_f \cdot W_f \cdot \gamma_p) = (2 \cdot 0,8 \cdot 6,84) / (2,45 \cdot 3,0 \cdot 3,96) = 0,376.$$

Відбитий запас рудної маси віялом B5 в/б гор. 810 м за вирахуванням площ двох бурових виробок, які виходять в площині віяла $S_6 - S_{сир} = 925 - 2 \cdot 3 \cdot 6 \cdot 4,4 = 900$ м² становитиме, т

$$T_6 = 900 \cdot W_f \cdot \gamma_f = 900 \cdot 2,42 \cdot 3,96 = 8625.$$

Середній показник недозаряду глибоких свердловин складає 30%. В таблицях 3, 4 представлена динаміка зміни питомих витрат ВР залежно від величини недозаряду для різного запасу руди на віяло глибоких свердловин.

Запас руди на віяло глибоких свердловин становить $T_6 = 8625$ т.

Таблиця 3

Динаміка зміни питомих витрат ВР при зміні величини недозаряду

Недозаряд свердловин, %	Довжина заряду в свердловинах, м	Питомі витрати ВР по місткості свердловин, кг/т
30	419	0,332
25	448	0,355
20	478	0,379
15	508	0,403
10	538	0,426
0	598	0,474

Запас руди на віяло глибоких свердловин становить $T_6 = 8625$ т.

Таблиця 4

Динаміка зміни питомих витрат ВР при зміні величини недозаряду

Недозаряд свердловин, %	Довжина заряду в свердловинах, м	Питомі витрати ВР по місткості свердловин, кг/т
30	419	0,268
25	448	0,286
20	478	0,306
15	508	0,325
10	538	0,344
0	598	0,383

Одним з основних методів інтенсифікації фрагментації руди при вибуховому руйнуванні руд є раціональна черговість підривання свердловинних зарядів в часі і просторі. В даний час на шахті «Експлуатаційна» застосовується миттєве підривання свердловинних зарядів у віялах.

Пропонується в камері 1/23с гор. 775 м застосувати метод короткоуповільненого підривання свердловинних зарядів в віялах вибурених свердловин при відпрацюванні рудних покладів поверхово-камерної системою розробки з наступною закладкою камер, яка набула широкого поширення на даній шахті. На рис. 2 представлено схему розташування свердловини віяла KB2 в/б гор. 775 м, на якій вказана черговість підривання кожної свердловини при клиновому способі підривання свердловин.

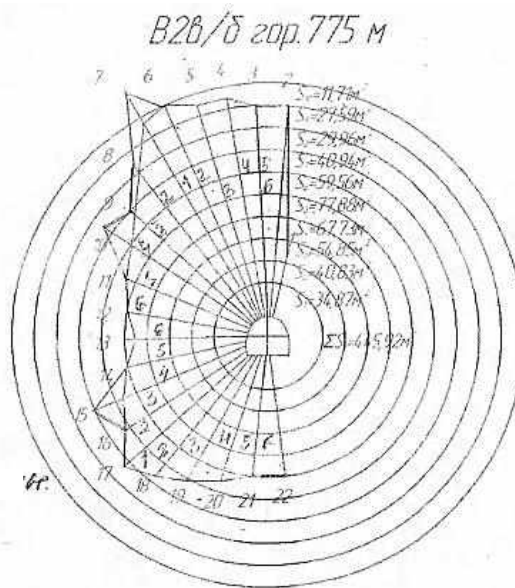


Рис. 2. Схема розташування свердловин віяла KB2 в/б гор. 775 м та черговість підривання кожної свердловини у віялі при клиновому способі підривання

В табл. 5 представлено енергетичну насиченість гірського масиву вибуховою речовиною на виділених перерізах. В якості характеристики енергетичної насиченості використовувався показник питомих витрат ВР на відбійку. Розрахункові показники: $W_f = 3$ м; $a_f = 2,5$ м.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Згідно поставленої мети в роботі були вирішені наступні задачі. Досліджено промислові характеристики багатих залізних руд та магнетитових кварцитів родовища шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК». Обґрунтовано застосування вибухових речовин з різними енергетичними показниками. Визначено та оптимізовано параметри буровибухових робіт для умов шахти «Експлуатаційна».

Виконаними дослідженнями встановлено, що існуючі проектні розрахунки параметрів БВР у віялах KB2 в/б гор. 775 м та віялі B5 в/б гор. 810 м не враховують фізико-механічних характеристик гірського масиву, який складений багатими мартитовими рудами міцністю $f = 9$ та магнетитовими кварцитами міцністю $f = 14-15$. Використання однакових параметрів при відбійці такого складноструктурного поклада призводить до незадовільних показників відбійки, а саме значного виходу негабаритних кусків. Виконаними дослідженнями удосконалена методика вибору параметрів БВР для складноструктурних покладів шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК».

Для дослідження основних параметрів БПР і можливості застосування методу коротко-уповільненої підривання зарядів свердловин в камері 1/23с гор. 710-840 м обрані два віяла глибоких свердловин віяло KB2 в/б гор. 775 м і віяло B5 в/б гор. 810 м. Виконані дослідження показали, що при взаємодії двох і більше одночасно підриваємих подовжених зарядів відбувається складання їх полів напружень і значне підвищення концентрації напружень по площині розташування глибоких свердловин, що значно перевищує величину напружень в інших рівновіддалених від заряду точках рудного масиву.

Встановлено, що коротко-уповільнений спосіб підривання свердловинних зарядів у порівнянні з миттєвим (одночасним) способом в умовах камери 1/23с гор. 710-840 м дозволяє знизити сейсмічний ефект у блоці, підвищити інтенсивність дроблення руди за рахунок збільшення часу дії вибуху на рудний масив, утворити додаткові площини оголення, що дозволяє досягти зустрічного зіткнення кусків руди та додаткового подрібнення.

В цілому зменшуються питомі витрати глибоких свердловин та покращується якість подрібнення руди. Висока якість подрібнення, в свою чергу, дозволяє збільшити продуктивність праці на випуску і доставці руди, що сприяє підвищенню інтенсивності відпрацювання запасів, а отже, поліпшенню показників діяльності шахти в цілому.

Список літератури

1. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Федько М.Б., Калініченко О.В., Музика І.О., Письменний С.В. Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення / Гірничий вісник: наук.-техн. збірник. Кривий Ріг, 2017. Вип. 102. С. 47–53.
2. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Грищенко М.А. Випуск руди з малорухомої зони на лежачому боці поклада похилим очисним вибоєм / Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. Кривий Ріг, 2018. Вип. 104. С.3–8.
3. Ступнік М.І., Калініченко О.В. Хівренко О.Я. Грищенко М.А., Теляпньов В.О. Розробка та дослідження технології відпрацювання запасів блоків із застосуванням комбінованого високоефективного випуску руди / Вісник Криворізького національного університету : зб. наук. праць. – Кривий Ріг. – 2016. – Вип. 43. – С.3–7.
4. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Тарасютін В.М., Хівренко О.Я., Косенко А.В. Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки в складних геомеханічних умовах шахт Кривбасу / Вісник Криворізького національного університету : зб. наук. праць. – Кривий Ріг. – 2016. – Вип. 41. – С.141–147.

Таблиця 5
Енергетична насиченість гірського масиву вибуховою речовиною

Переріз, м ²	Обсяг відбитої руди, т	Сумарний заряд свердловини, кг	Питомі витрати ВР, кг/т
$S_1 = 34,87$	414	0	0
$S_2 = 40,83$	485	300	0,618
$S_3 = 54,85$	651	294	0,452
$S_4 = 67,73$	804	287	0,357
$S_5 = 77,88$	925	280	0,303
$S_6 = 59,56$	707	198	0,281
$S_7 = 40,94$	486	164	0,337
$S_8 = 29,96$	355	109	0,303
$S_9 = 27,59$	327	82	0,250
$S_{10} = 11,71$	139	34	0,246

5. Ступник Н.И., Калинин В.А., Федько М.Б., Мирченко Е.Г. Влияние напряженно-деформированного состояния массива горных пород на технологию отбойки урановых руд / Науковий вісник Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ. – 2013. – № 2. – С. 11-16.
6. Мельников Н.В. Повышение полезной работы взрыва при отбойке полезных ископаемых / Взрывное дело, № 54/11 - М.: Недра, 1964. - С. 7-34.
7. Ефремов Э.И. Опыт использования простейших ВВ на карьерах Украины / Украинский союз инженеров горняков. Информационный бюллетень №4, 2010, с. 9-11.
8. Совершенствование ассортимента промышленных взрывчатых веществ в зарубежных странах / В.М.Скоробагатов, Б.Н. Кукиб, З.Г. Поздняков и др. – Взрывное дело, 87/44. –М., Недра, 1985. –С. 174-182.
9. Демидюк Г.П., Дубнов Л.В., Стоянов В.В. и др. и др. Техника и технология взрывных работ на рудниках. – М., Недра, 1978. -238с.
10. Захаренков Е.И. Состояние взрывного дела на Украине. Государственный надзор в сфере обращения со взрывчатыми материалами промышленного назначения / Украинский союз инженеров горняков. Информационный бюллетень №4, 2010. - С. 3-8.
11. <http://www.ukr-prom.com/nomid3398/>.
12. Шиман Л.Н., Устименко Е.Б., Кириченко А.Л., Подкаменная Л.И. Оценка влияния условий применения смесевых вв на их взрывчатые характеристики при проведении взрывных работ / Сучасні ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва. Випуск 1 /2010(5), с. 60-68.
13. Факторы безопасного применения водосодержащих взрывчатых веществ с продуктами утилизации твердого ракетного топлива / Е.Б. Устименко, Л.Н. Шиман, Л.И. Подкаменная // Вестник КГПУ им. Михаила Островского - 2008 - №5 (часть 2) - с. 158 - 161.
14. Дубнов Л.В. Современное состояние и перспектива развития взрывчатых веществ для горной промышленности //Сб. Взрывное дело, № 49/6, М.: Недра, 1962. - С. 5-17.

УДК 622.7: 534

В. С. МОРКУН, Н. В. МОРКУН, доктори технічних наук, професори,
В. В. ТРОНЬ, канд. техн. наук, доц., О. Ю. СЕРДЮК, асист.,
І. А. ГАПОНЕНКО, А. А. ГАПОНЕНКО, наукові співробітники
Криворізький національний університет

ВИМІРЮВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОЦЕСУ МАГНІТНОЇ СЕПАРАЦІЇ НА ОСНОВІ МЕТОДІВ УЛЬТРАЗВУКОВОГО КОНТРОЛЮ

Метою дослідження є розроблення методу комплексного ультразвукового вимірювання параметрів потоку залізорудної пульпи (продуктивності, концентрації твердої фази, вмісту контрольного класу крупності часток твердої фази), який проходить через робочу камеру магнітного сепаратора.

Методи дослідження. У роботі використані наступні методи: аналіз вітчизняного та зарубіжного досвіду; методи аналітичного конструювання та комп'ютерного моделювання; методи чисельного моделювання для синтезу та аналізу математичної моделі; методи математичної статистики і теорії ймовірності для обробки результатів експериментів.

Наукова новизна полягає в удосконаленні методу комплексного ультразвукового вимірювання характеристик потоку залізорудної пульпи, який проходить через робочу камеру магнітного сепаратора. Запропонований метод дозволяє оцінити продуктивність, концентрацію часток твердої фази і вміст контрольного класу крупності часток твердої фази.

Практичне значення полягає в тому, що використання запропонованого підходу дозволяє отримати додаткову інформацію про параметри потоку залізорудної пульпи, який проходить через робочу камеру магнітного сепаратора.

Результати. Розрахунок характеристичної функції дисперсії ультразвукового сигналу, що пройшов через контрольований об'єм пульпи, на основі вимірювання початкової інтенсивності та інтенсивності прийнятого сигналу дозволяє визначити вміст контрольного класу крупності часток твердої фази залізорудної пульпи. Для реалізації методу комплексного ультразвукового вимірювання параметрів потоку залізорудної пульпи, який проходить через робочу камеру магнітного сепаратора доцільно застосовувати джерело хвиль Лемба, що працює у режимі широкої діаграми спрямованості і підключене за V-подібною схемою. Зазначене дозволяє створити пучок когерентних хвиль, які поширюються як у стінці ємності (робочої камери сепаратора), так і у вимірюваному середовищі (залізорудній пульпі). Отримані з використанням запропонованого методу ультразвукових вимірювань дані дозволяють створити математичну модель процесу магнітної сепарації на основі рівняння Розіна-Раммлера..

Ключові слова: магнітна сепарація, ультразвукові вимірювання, залізорудна пульпа, математична модель

doi: 10.31721/2306-5451-2021-1-52-10-15