

Stanisław TAKUSKI, Jerzy MARKOWSKI

DOBÓR OPTIMALNEGO SPOSOBU WYMUSZANIA PEŁNEGO ZAWAŁU  
W WARUNKACH KOPALNI LGOM

**Streszczenie.** W oparciu o wyniki badań dołowych nad wymuszaniem zawału, ich analizę statystyczną i rozważania teoretyczne, autorzy proponują dobór sposobu wymuszania pełnego zawału, kierując się metodą optymalizacji tego procesu.

1. Wstęp

Szereg autorów zajmujących się problematyką zawału w kopalniach LGOM jest zdania, że tworzenie się zwału skał stropowych ma taki sam przebieg, jak w przypadkach ścian węglowych. Warunkiem prawidłowego zapoczątkowania tego procesu jest pełne podsadzenie wybranej pustki zestrzelonymi skałami, przy niezawodnej i pewnej likwidacji filarów podporowych stanowiących straty eksploatacyjne. Podstawowe zadania dla strzelań zawałowych można sformułować następująco: należy urobić określoną objętość skał stropowych i tak je rozluźować, aby uzyskać efekt pełnego podsadzenia przestrzeni poeksploatacyjnej.

Otwartym pozostaje problem doboru instrumentów technicznych niezbędnych do uzyskania zamierzonego efektu robót zawałowych.

2. Zagadnienie związane z wymuszaniem zawału

Między wielkościami decydującymi o stanie zawału zachodzą ścisłe związki ilościowe. Rozpatrując zawał pełny skał stropowych (rys. 1) przyjmuje się następujące oznaczenia:

$h$  - wysokość zestrzelonych skał [m],

$m$  - wysokość likwidowanego wyrobiska eksploatacyjnego [m],

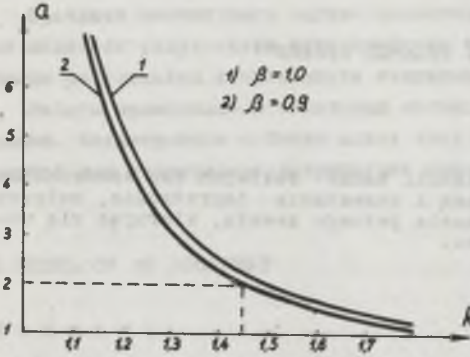
$s$  - krok zawału [m],

$l$  - długość odcinka zawału [m]

Stożunek  $a = \frac{h}{m}$  nazywany jest w literaturze współczynnikiem zawału. Im współczynnik ten jest wyższy, tym większe jest prawdopodobieństwo pełnego podsadzenia stropu.

Miernikiem rozluzowania zestrzelonych skał jest współczynnik ich rozluzowania  $k$ , definiowany jako stosunek objętości skał w gruzowisku zawałowym  $V_z$ , do objętości tych skał  $V_c$  w caliźnie stropowej.

W przypadku zawału pełnego zachodzi następująca zależność:



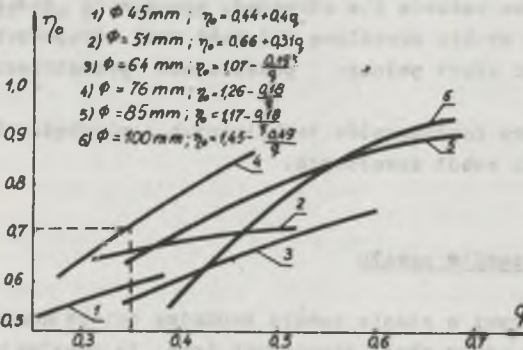
$$k = \frac{V_z}{V_c} = \frac{(h + m)sl}{hsl} = 1 + \frac{1}{a}$$

która jest zarazem warunkiem pełnego podsadzenia dla czystego wybierania.

Podczas eksploatacji złoża rud miedzi systemami filarowo-komorowymi z zawałem stropu, istotnym czynnikiem wpływającym na relacje między parametrami zawału są straty na filarach podporowych, które wypełniają część

Rys. 1. Pełny zawał skał stropowych

pustki poeksploatacyjnej, zmniejszając tym samym objętość przestrzeni którą należy wypełnić gruzowiskiem zawałowym.



Rys. 2. Zależność współczynnika zawału od współczynnika rozluzowania skał

W celu uwzględnienia wpływu strat eksploatacyjnych na wielkość likwidowanej przestrzeni, wprowadza się współczynnik wydobycia złoża który definiuje się jako stosunek rzeczywistej objętości likwidowanej pustki do jej objętości przy zerowych stratach eksploatacyjnych.

Zachodzą następujące zależności:

$$\mu = \frac{V_f}{V_p}$$

$\mu$  - straty eksploatacyjne wynikające z pozostawionych resztek filarów podporowych

$V_f$  - objętość pozostawionych resztek filarów podporowych [ $m^3$ ]

$V_p$  - objętość likwidowanej przestrzeni [ $m^3$ ]

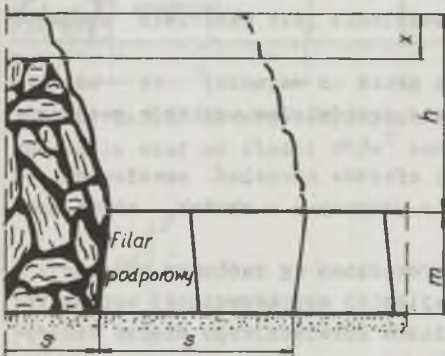
$$V_z = \mu V_p$$

skąd:

$$\beta = \frac{V_p - V_f}{V_p} = \frac{V_p - \mu V_p}{V_p} = 1 - \mu$$

Przy stratach 10%, współczynnik wydobycia złoża  $\beta = 0,9$ .  
Współczynnik rozluźnienia skał  $k$  określa zależność:

$$k = \frac{V}{V_c} = \frac{hsl + msl\beta}{hsl} = 1 + \frac{\beta}{a} \quad (2)$$



Rys. 3. Niepełny zawał skał stropowych

która jest zarazem warunkiem pełnego podsadzenia dla systemów filarowo-komorowych. W oparciu o ten wzór, wykreślono zależność współczynnika zawału od współczynnika rozluźnienia skał dla  $\beta = 0,9$  oraz 1,0, przedstawioną graficznie na rys. 2. Zależność ta pozwala na określenie grubości skał którą należy zestrzelić przy zadanej wysokości wyrobiska eksploatacyjnego i osiąganym współczynniku rozluźnienia skał, dla uzyskania pełnego podsadzenia.

W większości przypadków, uzyskiwany zawał nie daje podparcia stropu i między płaszczyzną zestrzelonego stropu a gruzowiskiem zawałowym pozostaje wolna przestrzeń o wysokości  $x$  (rys. 3).

Związki między poszczególnymi wielkościami można przedstawić następującą zależnością:

$$k = \frac{(h - x)sl + msl\beta}{hsl} = \frac{h - x}{h} + \frac{\beta}{a} \quad (3)$$

Zależności (2) oraz (3) stosowane były do określenia  $k$  w trakcie przeprowadzonych badań dołowych.

### 3. Badania nad wymuszaniem zawału w kopalniach ŁGOM

Dla określenia związków przyczynowych między parametrami zawału a czynnikami technologicznymi, przeprowadzono cykl badań nad wymuszaniem zawału.

W kopalniach LGOM zawał wymusza się robotami strażłowymi. Najnowsze metody prognozowania efektów robót strażłowych stwierdzają, że efekty te są determinowane przez ładunek jednostkowy  $q$ , wyrażający ilość materiału wybuchowego przypadającego na  $1 \text{ m}^3$  urobionych skał.

Wielkość ładunku jednostkowego oraz sposób jego realizacji, zawiera kompleks czynników technologicznych, decydujących o parametrach wymuszonego zawału.

Dla uwzględnienia wpływu kąta nachylenia otworów zawałowych, ich długości i średnicy na wartości parametrów zawału, zakres podstawowych badań został podzielony na 6 grup wg średnic stosowanych otworów zawałowych: 45 mm, 51 mm, 64 mm, 76 mm, 85 mm i 100 mm. Program badań w każdej grupie przewidywał wiercenie otworów pod kątem  $45^\circ$ ,  $60^\circ$  i  $75^\circ$  o długościach: 9 m, 10,8 m, 12,6 m, 14,4 m z zastosowaniem saletrolu jako materiału wybuchowego.

Każda grupa badawcza reprezentowana była przez co najmniej 24 odcinki strzelonego zawału, parametry którego były przedmiotem pomiarów geodezyjnych.

Z przeprowadzonych pomiarów i obserwacji efektów strzelań zawałowych otrzymano znaczną ilość wyników w układzie przyczyna - skutek, które poddano analizie statystycznej.

Analizę statystyczną wyników badań przeprowadzono wg rachunku korelacji i regresji dwu zmiennych. Wybór funkcji najlepiej aproksymującej wyniki badań uwarunkowany był siłą zależności związku korelacyjnego między badanymi cechami.

Funkcja regresji, po dokonanej weryfikacji statystycznej pozwala na korzystanie z tej funkcji jako podstawowego instrumentu prognozowania wartości parametrów wymuszanego zawału. Fakt ten ma istotne znaczenie dla doboru sposobu wymuszania pełnego zawału.

#### 4. Dobór sposobu wymuszania zawału w kopalniach rud miedzi

W oparciu o wyniki przeprowadzonych badań, ich analizę statystyczną i otrzymane funkcje regresji, proponuje się dwa warianty doboru sposobu wymuszania zawału:

Wariant I - mający zastosowanie dla wyrobisk eksploatacyjnych do 4,5 m wysokości, polegający na optymalizacji  $h$  i  $k$ :

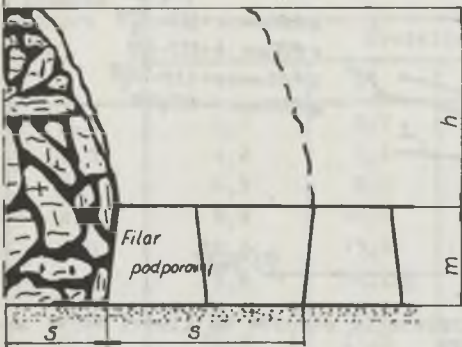
1. Kierując się zasadą pełnego podsadzenia pustki poeksploatacyjnej, przyjmuje się minimalną wielkość współczynnika zawału, powyżej której w czasie prób najczęściej uzyskiwano pełne podsadzenie:  $a = 2$ .

Odpowiadająca mu miąższość zestrzelonych skał stropowych  $h = 2 \text{ m}$

$m$  - wysokość likwidowanych wyrobisk eksploatacyjnych [m].

2. Dla ustalonej wielkości  $a$ , z rys. 2 odczytuje się wielkość współczynnika  $k$  rozruszowania skał spełniającą warunek pełnego podsadzenia. Dla

typowych systemów eksploatacji z zawałem stropu, współczynnik strat  $\beta = 0.9$ . Dla systemów nietypowych, należy go wyznaczyć drogą pomiaru strat na filarach podporowych metodami mierniczymi.



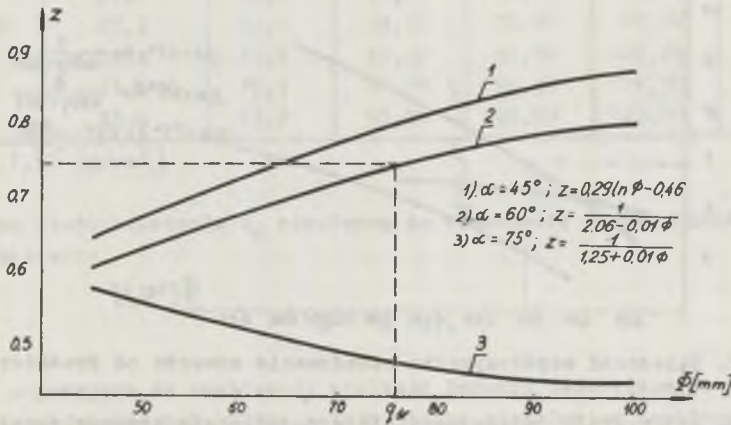
Rys. 4. Zależność współczynnika rozluźnienia skał od ilości  $MW/m^3$  zawału

3. Dla ustalonej wartości  $k$ , w zależności od średnicy stosowanych otworów zawałowych, z rys. 4 odczytuje się wielkość ładunku jednostkowego  $q_k$ , niezbędnego do jego uzyskania.

4. Dla ustalonej  $h$ , z rys. 5 odczytuje się wielkość ładunku jednostkowego  $q_h$  niezbędnego do jej uzyskania.

5. Po porównaniu  $q_k$  i  $q_h$ , do realizacji przyjmuje się wartość wyższą.

6. Dla przyjętego do realizacji  $q_{h,k}$  oblicza się kolejno:



Rys. 5. Zależność wysokości zestrzelonego stropu od ilości  $MW/m^3$  zawału

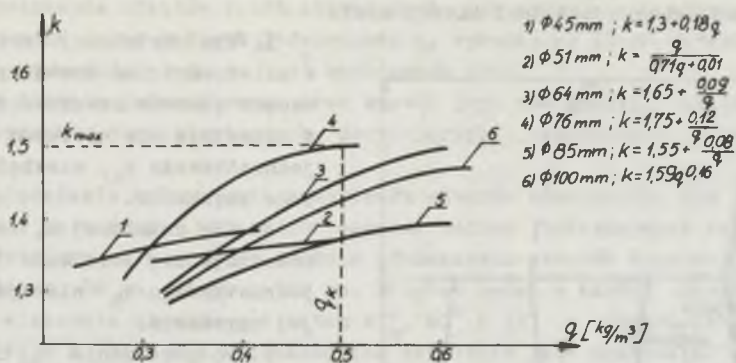
a) niezbędną długość otworów zawałowych:

$$l = \frac{h}{\beta_0 \sin \alpha}$$

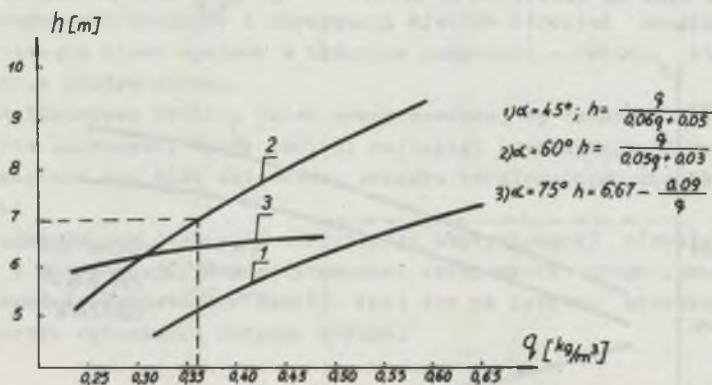
$h$  - ustalona wysokość zestrzelonych skał [m],

$\beta_0$  - współczynnik wykorzystania otworów zawałowych uzyskiwany przy stosowanej średnicy ładunku i przyjętym ładunku jednostkowym (odczyt z rys. 6),

$\alpha$  - kąt nachylenia otworów zawałowych, optymalnym jest  $\alpha = 60^\circ$ .



Rys. 6. Zależność współczynnika wykorzystania otworów od ilości  $\text{MW/m}^3$  zawału



Rys. 7. Zależność współczynnika załadowania otworów od średnicy otworów

b) ilość saletrolu  $q_z$  mieszcząca się w pojedynczym otworze zawałowym:

$$q_z = q_t z$$

$q_t$  - teoretyczna ilość saletrolu mieszcząca się w pojedynczym otworze w zależności od jego średnicy i długości (z tabeli 1) [kg],

$z$  - współczynnik załadowania właściwy dla otworów o przyjętej średnicy i kącie nachylenia (z rys. 7),

Tabela 1

Ilość saletrolu  $q_t$   
mieszcząca się teoretycznie w pojedynczym otworze zawałowym

Długość otworu [m]	Ładowność otworów zawałowych $q_t$ [kg]					
	Średnica otworu [mm]					
	45	51	64	76	85	100
1,0	2,1	2,7	4,25	6,00	7,50	10,40
2,0	4,2	5,4	8,50	12,00	15,00	20,80
3,0	6,3	8,1	12,75	18,00	22,50	31,20
4,0	8,4	10,8	17,0	24,00	30,00	42,60
5,0	10,5	13,5	21,25	30,00	37,50	52,00
6,0	12,6	16,2	25,50	36,00	45,00	63,20
7,0	14,7	18,9	29,75	42,00	52,50	72,80
8,0	16,8	21,8	34,00	48,00	60,00	83,20
9,0	18,9	24,3	38,25	54,00	67,50	93,60
10,0	21,0	27,0	42,50	60,00	75,00	104,00
11,0	23,1	29,7	46,75	66,00	82,50	114,40
12,0	25,2	32,4	51,0	72,00	90,00	124,80
13,00	27,3	35,1	55,25	78,00	97,50	135,20
14,0	29,4	37,8	59,50	84,00	105,00	145,60
15,0	31,5	40,5	63,75	90,00	112,50	156,00
16,0	33,6	43,2	68,00	96,00	120,00	166,40

Dla  $\varphi = 1,30$  [g/cm<sup>3</sup>]

c) ogólną ilość saletrolu  $Q_m$  niezbędną do wymuszenia zawału o oczekiwanych parametrach:

$$Q_m = V_g q_{h,k}$$

$q_{h,k}$  - przyjęta do realizacji wielkość ładunku jednostkowego [kg/m<sup>3</sup>],

$V_g$  - objętość skał, którą należy urobić strzelaniem zawałowym [m<sup>3</sup>]

$$V_g = h s l$$

$h$  - wysokość zestrzelonych skał [m],

$s$  - krok zawału [m],

$l$  - długość odcinka likwidowanego pasa [m],

d) niezbędną ilość  $n$  otworów zawałowych:

$$n = \frac{Q_m}{q_t}$$

Przyjmuje się zasadę równomiernego rozmieszczenia otworów zawałowych w przestrzeni stropowej.

Wariant II - dla wyrobisk eksploatacyjnych o wysokości powyżej 4,5 m. Przy dużych wysokościach likwidowanych wyrobisk eksploatacyjnych uzyskanie wysokości zestrzelonych warstw stropowych:

$$h = 2 m$$

leży poza zasięgiem możliwości technicznych dysponowanego sprzętu zawałowego. W tych przypadkach sposób wymuszania zawału winien opierać się na maksymalizacji współczynnika rozluźnienia skał.

Proponuje się następujący tok postępowania:

1. W zależności od średnicy stosowanych otworów zawałowych z rys. 4 przyjmuje się wartość  $k_{max}$  i odczytuje wielkość  $q_k$  ładunku jednostkowego, niezbędnego do jego uzyskania.

2. Dla ustalonego  $k$ , z rys. 2 odczytuje się odpowiadającą mu wielkość  $a$  spełniającą warunek pełnego podsadzenia. Grubość skał stropowych  $h$ , którą należy zestrzelić wylicza się z zależności:

$$h = a m$$

3. Dla ustalonej wartości  $h$ , z rys. 5 odczytuje się wielkość  $q_h$  ładunku jednostkowego, niezbędnego do jej uzyskania.

4. Z porównania wielkości  $q_k$  i  $q_h$ , do realizacji przyjmuje się wartość wyższą.

5. Dalszy tok postępowania - jak w wariantie I.

Zaproponowany tok doboru sposobu wymuszenia pełnego zawału w warunkach kopalń LGOM, oparty jest na niezbędnej wielkości ładunku jednostkowego saletrolu i optymalizacji parametrów geometrycznych otworów zawałowych. Łączy kryteria technologiczne i ekonomiczne robót zawałowych z warunkami naturalnymi i parametrami wymuszonego zawału.

#### LITERATURA

- [1] Borecki M., Chudek M.: Mechanika górotworu - Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1972.
- [2] Kunysz N.: Problemy kierowania stropem zasadniczym w kopalniach LGOM. Praca naukowa Instytutu Geologii Politechniki Wrocławskiej nr 13 1975.
- [3] Markowski J.: Zależność parametrów zawału od sposobów jego wymuszania w warunkach górniczo-geologicznych kopalń rud miedzi LGOM - rozprawa doktorska - AGH Kraków 1981.



[4] Praca zbiorowa - Określenie parametrów zawału pełnego oraz strefy spękań - ZBiPM "Cuprum" - Wrocław 1976.

Wpłynęło do Redakcji w kwietniu 1982 r.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Kazimierz PODGÓRSKI

#### ПОДБОР ОПТИМАЛЬНОГО СПОСОБА ПРИНУЖДЕНИЯ ПОЛНОГО ОБРУШЕНИЯ В ШАХТНЫХ УСЛОВИЯХ

#### Резюме

Опираясь на результаты подземных исследований над принуждением обрушения, на их статистическом анализе и теоретических рассуждениях, авторы предлагают подбор способа принуждения полного обрушения, руководствуясь методом оптимизации этого процесса.

#### THE SELECTION OF AN OPTIMAL METHOD OF FORCING A COMPLETE FALL OF ROOF IN CONDITONS OF COAL-MINES

#### Summary

Basing on the results of underground tests on forcing falls of roofs, their statistical analysis, and theoretical considerations, the authors propose the selection of an optimal method of forcing a fall of roof. The selection of the method is based on the optimization of this process.