

*roboty strzałowe, kruszywa łamane*

Michał JANIĄK, Ryszard MORAWA\*

## **ANALIZA MOŻLIWOŚCI OBNIŻENIA KOSZTÓW PRODUKCJI KRUSZYW ŁAMANYCH Z WYKORZYSTANIEM ROBÓT STRZAŁOWYCH**

Przedstawiono metodykę sterowania rozdrobnieniem urobku robotami strzałowymi jako możliwy sposób na obniżenie kosztów produkcji kruszyw łamanych w zakładach górniczych.

### **WPROWADZENIE**

Układy technologiczne produkcji kruszyw w odkrywkowych zakładach górniczych obejmują wiercenie i urabianie skał robotami strzałowymi, załadunek i transport (najczęściej samochodowy) do stacjonarnych lub przejezdnych układów przeróbczych oraz kruszenie i klasyfikacja sitowa urobku na odpowiednie frakcje.

Operacje te wymagają zużycia odpowiedniej ilości energii na ich realizację. Analizując poszczególne węzły układu technologicznego produkcji kruszyw łamanych, można zauważyć, że zapotrzebowanie energii zużytej na ich spełnienie jest bardzo zróżnicowane, a niektóre z nich (transport) bywają raczej wielkościami stałymi.

Wśród kolejnych energochłonnych elementów układu technologicznego, na uwagę zasługuje proces urabiania i jego skutki (wiercenie, roboty strzałowe, likwidacja brył nadwymiarowych czy niekiedy progów przyspągowych). Najwięcej energii zużywa się w procesie urabiania (roboty strzałowe) ale jest to energetycznie stosunkowo najtańszy węzeł w produkcji kruszyw. Koszty energii 1 MJ uzyskane z detonacji 1 kg materiału wybuchowego (MW) kształtują się w granicach 1,2 do 2,1 zł netto. Wydaje się zatem racjonalne dokonanie analiz wykorzystania energii detonacji ładunków MW dla uzyskania optymalnego rozdrobnienia urobku po odstrzale. Odpowiednio drobniejszy urobek zapewnia mniejsze zużycie energii podczas kruszenia wstępnego oraz zwiększenie wydajności urządzeń przeróbczych.

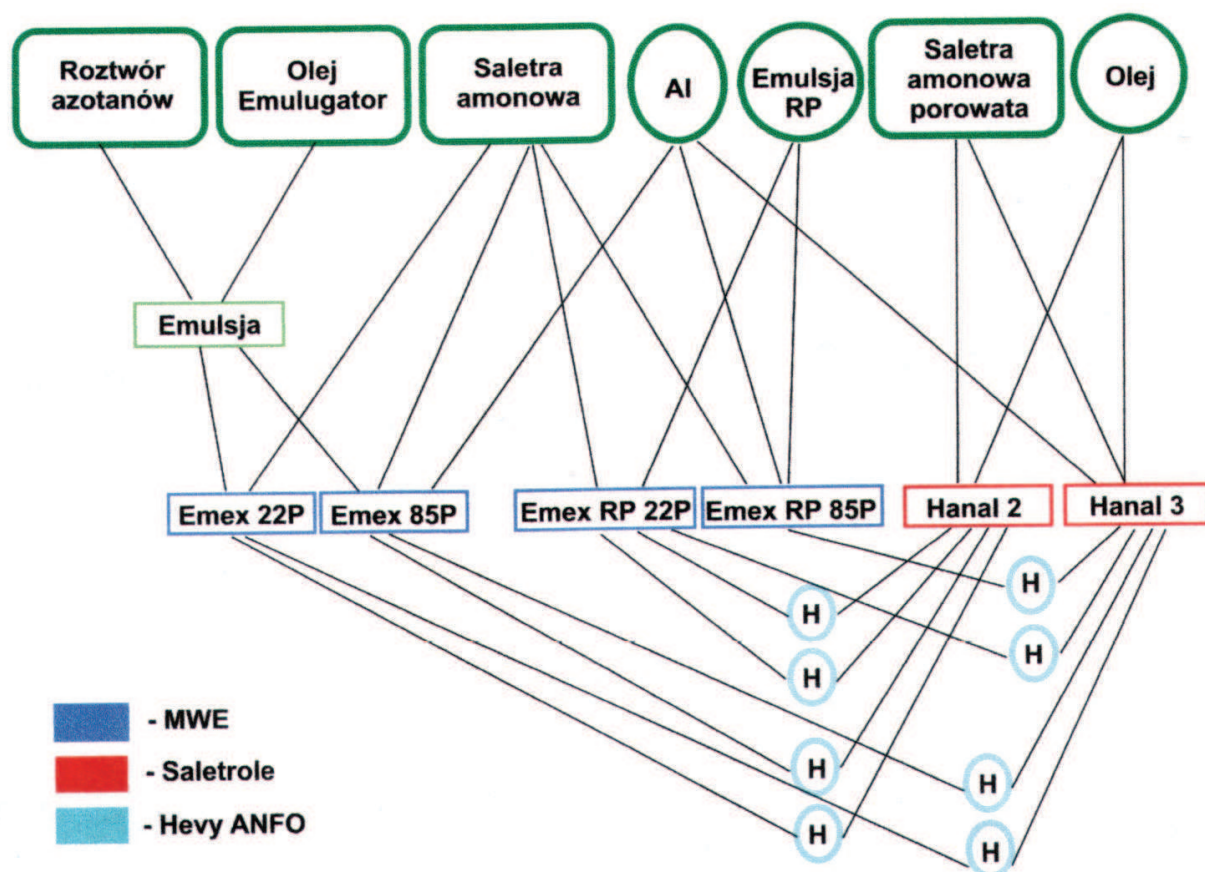
---

\* EPC-Polska Sp. Z o.o., 55-050 Sobótka, Rogów Sobócki, ul. Wrocławska 58,  
michal\_janiak@epc-polska.pl

W ostatnich dziesięcioleciach w górnictwie powszechnie stosuje się MW, charakteryzujące się mniejszą wrażliwością na energetyczne bodźce zewnętrzne, bardziej przyjazne środowiskowo z możliwością korygowania składu mieszanin. Można przez to regulować parametry energetyczne w zależności od potrzeb i warunków w jakich prowadzone są roboty strzałowe.

Zalety nowych MW wyszczególniono m.in. w pracach [6, 9], w mniejszym zaś stopniu wskazywano, że materiały te posiadają dużą zmienność parametrów energetycznych oraz, że można tą zmiennością wykorzystywać dla uzyskania określonego celu technologicznego. Dotyczy to materiałów: ANFO – MW wykonanych na bazie saletr porowatych sporządzanych w urządzeniach do tego celu przeznaczonych, materiałów emulsyjnych typu LWC wytwarzanych w urządzeniach na miejscu prowadzonych robót strzałowych oraz Heavy-ANFO.

Ich parametry energetyczne mogą zmieniać się w bardzo szerokich granicach: gęstość 650–1250 kg/m<sup>3</sup>, ciepło wybuchu 900–5440 kJ/kg, prędkość detonacji 1300–6200 m/s, koncentracja energii 1500–4900 MJ/m<sup>3</sup>.



Rys. 1. Schemat rodzajów MW produkowanych przez UMS 2000  
Fig. 1. Diagram of different kinds of explosives produced by UMS 2000

Parametry energetyczne MW, które mogą być uzyskiwane przez urządzenia mieszająco-ładujące „in situ”, można wykorzystać przy projektowaniu parametrów strzelań oraz sterowaniu rozdrobnieniem urobku po strzelaniu. Przykładem takiej możliwości mogą być mieszaniny wytwarzane w urządzeniu mieszalniczo-ładowniczym typu UMS 2000, z którego można uzyskiwać różniące się parametrami energetycznymi mieszaniny (rys. 1).

Tym sposobem przy stałych właściwościach skały w masywie, sterowanie granulacją urobku staje się możliwe. Elementem najważniejszym jest urobek, jego granulacja, wielkość średniego ziarna oraz wychód pożądanych lub niepożądanych frakcji.

## METODYKA DLA MOŻLIWOŚCI STEROWANIA ROZDROBNIENIEM UROBKU ROBOTAMI STRZAŁOWYMI

Każdy przedsiębiorca potrafi zdefiniować efekt urabiania, pożądany z jego punktu widzenia i dlatego jest zainteresowany możliwością sterowania efektem strzelania.

Ogólnie można to zapisać:

$$E = f(M, S, T, MW) \quad (1)$$

gdzie:

- $E$  – ogólnie zdefiniowany efekt urabiania,
- $M$  – właściwości i budowa masywu skalnego,
- $S$  – grupa pojęć określająca właściwości lub charakterystykę skały,
- $T$  – grupa pojęć związana z techniką strzelniczą,
- $MW$  – parametry stosowanego MW.

W podanej zależności (1) dwie pierwsze grupy czynników  $M$  i  $S$  są czynnikami niezależnymi, już istniejącymi, pozostałymi grupami można sterować. Roboty strzałowe należy tak projektować, by uzyskać założony efekt poprzez dobranie ich parametrów lub wybranych parametrów MW, np. ich energię. W każdej z grup występować może po kilka istotnych czynników, co proces wiązania skutków z przyczynami czyni bardzo skomplikowanym.

Spośród wielu wskaźników, którymi ocenia się efekt strzelania  $E$  do ważnych zaliczyć należy: stopień rozdrobnienia urobku, wielkość średniego ziarna, brak progów przyspągowych i spękań wstecznych, rozrzut odłamków, wielkość drgań parasejsmicznych itp. Znalezienie szczegółowych relacji jest praktycznie niemożliwe, można jedynie poszukiwać korelacji pomiędzy jednym, ściśle określonym „efektem strzelania” a kilkoma (co najwyżej) przyczynami. Zadanie jest ponadto utrudnione i z tego powodu, że bardzo wiele czynników wpływających na ostateczny efekt strzelania nie może być sparametryzowanych (są one zwyczajnie nieokreślone). Procedura wykorzystania możliwości nowych MW sprowadza się głównie do takiego zaprojektowania robót strzałowych, aby uzyskać założony cel technologiczny przy właściwym doborze MW i techniki strzelniczej, przy praktycznie narzuconych warunkach środowiska

określonych przez właściwości skały S i budowę masywu M. Te dwie grupy parametrów są stałe, ale przy określaniu innych parametrów strzelania muszą być uwzględnione w taki sposób, by ich wpływ na efekt końcowy był znaczący. Pomocnymi w tym są:

- dokładne rozeznanie budowy górotworu w rejonie strzelań,
- określenie wielkości jednostkowego zużycia MW wiążącego zarówno cel technologiczny jak i warunki strzelań,
- dobranie odpowiedniego rodzaju materiału, tj. określenie koncentracji energii koniecznej do wykonania założonego zadania oraz sposobu jego inicjowania.

Każdy urabiany ośrodek charakteryzuje się różnym stopniem zapotrzebowania energetycznego na jego urobienie (pokruszenie). Ważnym zagadnieniem jest optymalne wykorzystanie energii detonacji. W wielu pracach, np. [3, 8] podkreśla się, że najkorzystniej wykorzystuje się energię detonowanego ładunku kruszenie, jeżeli spełniona jest zależność;

$$A = \frac{\rho_s \cdot C_p}{\rho_{MW} \cdot D} \cong (0,8 - 1,2) \quad (2)$$

gdzie:

- $\rho_s \cdot C_p$  – impedancja skały (gęstość akustyczna),
- $\rho_{MW} \cdot D$  – impedancja MW.

Zależność ta podaje kryterium doboru parametrów energetycznych MW do urabianej skały i oznacza konieczność stosowania w skałach o mniejszej gęstości akustycznej słabszych materiałów odwrotnie. Zmiana entropii systemu w urabianym ośrodku odpowiada zmianie zużycia energii  $E_r$  [1, 5]. Określa to ogólna zależność:

$$E_r = \Delta S_2 - \Delta S_1 = k \cdot \ln \frac{d_1}{d_2} \quad [\text{J}] \quad (3)$$

$$-\Delta S = k \cdot \ln f(x_i) \quad [\text{J/K}] \quad (4)$$

gdzie:

- $f(x_i)$  – funkcyjny opis krzywej składu ziarnowego,
- $k$  – oszacowanie średniej wartości danego parametru,
- $d_1 d_2$  – odpowiednio rozmiar ziaren [m],
- $\Delta S$  – zmiana entropii układu.

Stopień rozdrobnienia jest określany jako stosunek wielkości średniego ziarna (największe ziarno równe jest zabiorowi) w masywie do wielkości średniego ziarna po odstrzale ( $d_s$ ); stąd więc wzór (3) przyjmuje postać:

$$E_r \cdot q = \sigma_m \cdot \ln \frac{z}{d_s} \quad (5)$$

gdzie:

- $E_r$  – zużycie energii MW na rozdrobnienie [J/kg],
- $q$  – jednostkowe zużycie MW [kg/m<sup>3</sup>],
- $\sigma_m$  – wytrzymałościowa charakterystyka masywu [Pa],
- $d_s$  – średnia wielkość ziarna po odstrzale [m].

Zależność  $E_r \cdot q$  jest średnią pracą kruszenia, a czynnikiem znaczącym i takim, na który można wpływać, jest parametr  $q$ . Parametrem, który określa zapotrzebowanie energetyczne urabianego ośrodka jest jednostkowe zużycie  $q$  czyli wskaźnik określający potrzebną ilość MW (o określonym poziomie energetycznym) na urobienie jednostki objętości skały. Zwiększenie efektywności kruszenia nie przebiega jednak nieograniczenie, ma pewne granice zależne także od charakterystyki ośrodka [3, 9, 10]. Przy zwiększaniu masy ładunku w tych samych warunkach strzelania (dla tej samej skały) nie zawsze, proporcjonalnie do ilości użytego MW zwiększaniu ulega stopień rozdrobnienia. Obecnie istnieje duża możliwość różnicowania energii MW w otworze strzałowym z uwagi na poziom energetyczny materiału (ANFO, MWE, MW nitroestrowe itp). Dobierając jednak odpowiedni materiał powinno się spełnić warunek zalecany we wzorze (1) – równość impedancji.

Jednostkowe zużycie MW jest współczynnikiem energochłonności urabiania przy generalnym niemal uśrednieniu wszystkich czynników wpływających na efekt urabiania. Jego złe dobranie skutkować będzie, (tak niedobór jak i nadmiar energii) niepożądanymi efektami (nadgabaryty lub podziarno).

W literaturze pojawiło się szereg wzorów teoretycznych i empirycznych, na podstawie których można *a priori* określić  $q$  w funkcji kilku różnych czynników. Jednym z nich jest empiryczny wzór podany przez Suchanowa i Kutuzowa [3]:

$$q = 0,13 \cdot \rho_s \cdot \sqrt[4]{f} \cdot (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} \cdot d \cdot d_s) \cdot \left(\frac{0,5}{d_k}\right)^{0,4} \cdot \left(\frac{1000}{Q}\right) \quad [\text{kg/m}^3] \quad (6)$$

gdzie:

- $q$  – jednostkowe zużycie materiału wybuchowego [kg/m<sup>3</sup>],
- $\rho_s$  – gęstość skały [Mg/m<sup>3</sup>],
- $f$  – wskaźnik zwięzłości skały wg Protodiakonowa,
- $d$  – średnica ładunku MW [mm],
- $d_s$  – średnia odległość między szczelinami w masywie skalnym [m],
- $d_k$  – średnia wielkość żądanego ziarna urobku [m],
- $Q$  – ciepło wybuchu zastosowanego materiału wybuchowego [kcal/kg].

Wzór ten uwzględnia najważniejsze czynniki występujące w procesie urabiania, pozwalając równocześnie na prognozowanie żądanego efektu odstrzału, np. wielkość średniego ziarna po odstrzale, z uwzględnieniem energii potencjalnej  $Q$ . Istotną i często pomijaną wielkością przy projektowaniu parametrów strzelania jest średnica ładunku, która to wielkość w pewnym stopniu jest ilustracją tzw. równomierności

wysycenia skały materiałem wybuchowym. Można zauważyć, że jednostkowe zużycie rośnie ze wzrostem średnicy ładunku, co ma fizyczne uzasadnienie wynikające stąd, że wielkość siły oddziaływania otworu strzałowego (po detonacji) na caliznę skalną jest funkcją powierzchni i ciśnienia wybuchu. Przykładowe wartości  $q$  dla wapienia obliczone z zależności (6) dla:

- średnicy otworów z 80 na 160 mm;  $q$  zmienia się z 0,45 na 0,56 kg/m<sup>3</sup>,
- grubości warstw z 0,4 m na 1,5 m;  $q$  zmienia się z 0,47 na 0,81 kg/m<sup>3</sup>,
- zwięzłości skały „ $f$ ” z 4 do 10;  $q$  zmienia się z 0,42 na 0,53 kg/m<sup>3</sup>.

Przedstawioną zależność można podzielić na trzy części:  
zależność opisująca charakterystykę skały

$$A = 0,13 \cdot \rho_s \cdot 4\sqrt{f} \quad (6/1)$$

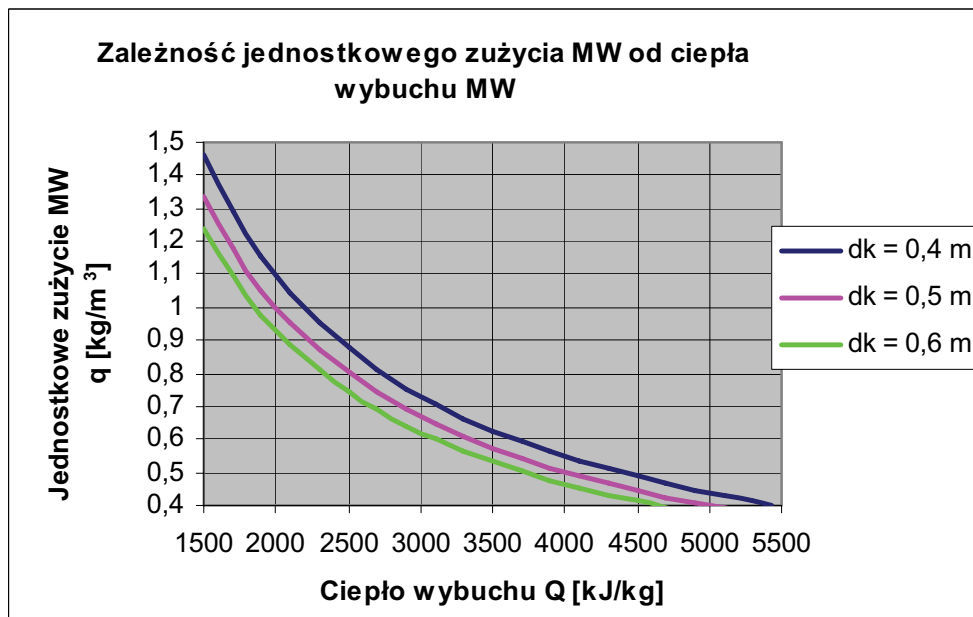
zależność określającą stan górotworu oraz średnicę otworu strzałowego

$$B = 0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} \cdot d \cdot d_s \quad (6/2)$$

a trzeci składnik wzoru wiąże żądany (projektowany) średni wymiar ziarna po strzeleniu z energią użytego MW

$$C = \left( \frac{0,5}{d_k} \right)^{0,4} \cdot \frac{1000}{Q} \quad (6/3)$$

Przy tych samych warunkach strzelania wartości części 6/1 i 6/2 nie będą się zmieniać, a dobierając rodzaj MW (parametry energetyczne) można wyznaczyć spodziewaną wielkość średniego ziarna  $d_k$ .



Rys. 2. Zależność jednostkowego zużycia MW od  $Q$  oraz  $d_k$  przy  $d = 80$  mm  
Fig. 2. Dependence of unitary utilization of explosives on  $Q$  and  $d_k$  at diameter 80 mm

Zwykle jednak wielkość średniego ziarna jest celem technologicznym, a wielkość  $q$  jest środkiem do uzyskania tego celu w danych warunkach (masyw, skała, technika strzelnicza, parametry energetyczne). Jednakże trzeba mieć na uwadze, że tak postawiony problem jest uproszczeniem, jakby zapotrzebowanie energetyczne było stałe bez względu na zmienność lokalnych warunków strzelania. Można to traktować jako pierwsze przybliżenie. Przekształcając odpowiednio zależność (6) wykonano obliczenia niektórych parametrów strzelania przy zmiennej wartości zastosowanego ciepła wybuchu (różne MW). Wyniki zestawiono w tabeli 1.

Inny rodzaj zależności przedstawiono na rysunku 2.

Tabela 1

Zależność jednostkowego zużycia  $q$  od  $Q$ ,  $d$  dla  $d_k = 0,6$  m

Ciepło wybuchu MW [kJ/kg]	Średnica otworów		
	$d = 80$ mm	$d = 100$ mm	$d = 105$ mm
	$q$ [kg/m <sup>3</sup> ]		
1900	0,98	1,03	1,04
2100	0,89	0,93	0,94
2300	0,81	0,85	0,86
2500	0,74	0,78	0,79
2700	0,69	0,73	0,73
2900	0,64	0,68	0,68
3100	0,6	0,63	0,64
3300	0,56	0,59	0,6
3500	0,53	0,56	0,57
3700	0,5	0,53	0,54
3900	0,48	0,5	0,51
4100	0,45	0,48	0,48
4300	0,43	0,46	0,46
4500	0,41	0,44	0,44
4700	0,4	0,42	0,42
4900	0,38	0,4	0,4
5100	0,36	0,38	0,39
5300	0,35	0,37	0,37
5440	0,34	0,36	0,36

Projektując parametry geometryczne siatki otworów, a głównie jego podstawowy parametr, zabiór  $z$  powinno się uwzględnić koncentrację energii (kJ/dm<sup>3</sup>) w tym otworze. Energia wywołana detonacją ładunku MW w otworze (o określonej pojemności) powinna zaspokoić energochłonność urabiania skały w danych warunkach.

Uwzględniając podstawową zależność stosowaną w górnictwie, tj.

$$Q = q \cdot V \quad [\text{kg}] \quad (7)$$

gdzie:

$Q$  – całkowita ilość MW [kg],

$q$  – zużycie jednostkowe [kg/m<sup>3</sup>],

$V$  – objętość skały, którą urobi załadowany do otworu MW [m<sup>3</sup>].

Uwzględniając pojemność otworu strzałowego (dla danego strzelania wartość stała), parametry strzelania zależne będą od koncentracji energii w tym otworze oraz że ładunek który wypełnia otwór spowoduje zakładany efekt strzelania zgodny z założeniami, po odpowiednich przekształceniach [8] można też napisać, że:

$$z = \sqrt{\frac{0,875 \cdot d^2 \cdot \rho_{MW} \cdot l_l}{m \cdot H \cdot q}} \quad (8)$$

Obliczony w ten sposób zabiór  $z$  uwzględnia objętość wypełnionego otworu ładunkiem MW oraz energochłonność urabianego ośrodka opisana parametrem  $q$ .

Ilość energii potrzebna do urobienia calizny skalnej na całej wysokości piętra jest sumą elementarnych składowych. W każdym niemal miejscu przekroju piętra są różne warunki działania wybuchu, różne opory, a więc i różne, adekwatne do oporów zapotrzebowanie energii koniecznej do wykonania zadania. Równomierne załadowanie otworu strzałowego z ww. względów prowadzi do niekorzystnych skutków: nadmiernego rozdrobnienia warstw wyższych i zwiększonego rozrzutu (nadmiar energii) oraz złego urobienia spągu, zwiększenia wychodu brył nadwymiarowych (niedobór energii), powstawiania progów przyspągowych. W szczególności zróżnicowanie energetyczne dotyczy: części stropowej, środkowej i spągowej. Dla poprawnego zaprojektowania strzelania należy określić wielkość zapotrzebowania energetycznego w zależności od miejsca występowania w piętrze.

Lokalną zmianę wielkości energii w otworze strzałowym uzyskać można przez stosowanie kilku rodzajów MW w jednym otworze strzałowym: od materiału o dużej koncentracji energii w części przyspągowej otworu do materiału o małej koncentracji energii w części przystropowej. Rozwiązanie takie jest możliwe korzystając np. z urządzenia typu UMS 2000 – MW Hevy ANFO.

W opracowaniu [4] określono funkcyjną zależność średnicy otworu strzałowego do zapotrzebowania energetycznego w zależności od położenia w przodku.

Po sprowadzeniu do właściwego układu jednostek i przekształceniu ze względu na koncentrację energii  $\Delta \cdot Q = K_E$  proponowany wzór będzie mieć postać:

$$K_E = 3,806 \cdot \frac{\left[ z - \frac{x}{\operatorname{tg} \alpha} \right]^2 \cdot \sigma_r}{d \cdot l} \quad [\text{kJ/m}^3] \quad (9)$$

gdzie:

$$\Delta \cdot Q = K_E,$$

$z$  – zabiór [cm],

$x$  – odległość miejsca, w którym oblicza się  $\varnothing$  otworu od poziomu spągu,

$\alpha$  – kąt nachylenia otworu [ $^\circ$ ],



- $\sigma_r$  – wytrzymałość skały na rozrywanie [ $\text{kg/cm}^2$ ],  
 $Q$  – ciepło wybuchu stosowanego MW [ $\text{kcal/kg}$ ],  
 $\Delta$  – gęstość załadowania MW w otworze, [ $\text{g/cm}^3$ ],  
 $d$  – średnica ładunku [mm],  
 $l$  – wysokość ładunku w otworze [cm],

Przy ustalonych warunkach urabiania ( $d, H, z = \text{constans}$ ) na jego podstawie można określić wymaganą (dla danej wysokości ściany) koncentrację energii, co pozwoli albo na szukanie MW o wymaganej charakterystyce lub na zmianę gęstości materiału mieszaninowego. Wzór ten daje możliwość dobrania takich materiałów, których parametry energetyczne odpowiadają konkretnym wymaganiom na określonej wysokości ściany (tab. 2).

Przez odpowiedni dobór materiału wybuchowego oraz opóźnień pomiędzy otworami (zapalniki elektroniczne) uzyskuje się poprawę stopnia rozdrobnienia urobku po strzelaniu, co daje wymierne korzyści. Poprawa rozdrobnienia przyniosła wyniki:

- zawartość drobnych frakcji w urobku wzrosła z 13 do 33%,
- procent ziaren nadwymiarowych zmniejszył się do mniej niż 0,2%,
- o 11% wzrosło napełnienie wozidła od 27 do 30 ton,
- zaobserwowano 25% wzrost podatności na wybieranie, co dało w rezultacie możliwość wyeliminowania jednej wywrotki,
- stwierdzono 10% redukcję ustawień głównej kruszarki bez żadnego wpływu na wydajność,
- częstotliwość i koszty wymiany wykładziny kruszarki głównej spadły o 50%.

## PODSUMOWANIE

Obecnie dostępne są odpowiednie urządzenia i programy pozwalające ocenić górotwór, jego stopień wstępnego rozdrobnienia, a tym samym dostosować właściwy poziom energetyczny MW i sposób jego inicjowania (np. EPC-Polska). Firma dysponuje możliwościami mechanicznego wytwarzania i załadunku MW o zmiennej koncentracji energii a także posiada odpowiednie urządzenia do inicjowania elektronicznymi zapalnikami. Pozwala to na kompleksowe optymalizowanie uziarnienia urobku po odstrzale, co przekłada się między innymi na zmniejszenie ilości grubych frakcji w nadawie do kruszenia wstępnego. Spełnia się zatem założenie, że możliwe jest obniżenie kosztów uzyskania produktu końcowego kruszyw łamanych kosztem lepszego rozdrobnienia urobku po strzelaniu i zmniejszenie zużycia energii przez kruszarkę wstępną.

Diagram doboru właściwości MW dla założonego zabioru  
dla założonych danych  $H = 22$  m;  $d = 80$  mm;  $\alpha = 85^\circ$ ;  $m = 1,1$ ;  $ds = 0,6$  m

Ciepło wybuchu MW [kJ/kg]	Jednostkowe zużycie MW [kg/m <sup>3</sup> ]	Gęstość MW [g/cm <sup>3</sup> ]							
		0,55	0,65	0,75	0,85	0,95	1,05	1,15	1,25
		zabior [m]							
2300	0,81	1,8	2,0	2,1	2,2	2,4	2,5	2,6	2,7
2500	0,74	1,9	2,0	2,2	2,3	2,5	2,6	2,7	2,8
2700	0,69	2,0	2,1	2,3	2,4	2,6	2,7	2,8	2,9
2900	0,64	2,0	2,2	2,4	2,5	2,6	2,8	2,9	3,0
3100	0,60	2,1	2,3	2,4	2,6	2,7	2,9	3,0	3,1
3300	0,56	2,2	2,3	2,5	2,7	2,8	2,9	3,1	3,2
3500	0,53	2,2	2,4	2,6	2,7	2,9	3,0	3,2	3,3
3700	0,50	2,3	2,5	2,6	2,8	3,0	3,1	3,2	3,4
3900	0,48	2,3	2,5	2,7	2,9	3,0	3,2	3,3	3,5
4100	0,45	2,4	2,6	2,8	3,0	3,1	3,3	3,4	3,5
4300	0,43	2,5	2,7	2,8	3,0	3,2	3,3	3,5	3,6
4500	0,41	2,5	2,7	2,9	3,1	3,3	3,4	3,6	3,7
4700	0,40	2,6	2,8	3,0	3,2	3,3	3,5	3,6	3,8
4900	0,38	2,6	2,8	3,0	3,2	3,4	3,6	3,7	3,9
5100	0,36	2,7	2,9	3,1	3,3	3,5	3,6	3,8	3,9
5300	0,35	2,7	2,9	3,1	3,3	3,5	3,7	3,8	4,0
5440	0,34	2,7	3,0	3,2	3,4	3,6	3,7	3,9	4,1
		Gęstość MW [g/cm <sup>3</sup> ]							
		0,55	0,65	0,75	0,85	0,95	1,05	1,15	1,25
		Koncentracja energii KE [kJ/m <sup>3</sup> ] · 10 <sup>6</sup>							
2300	0,81	1,3	1,5	1,7	2,0	2,2	2,4	2,6	2,9
2500	0,74	1,4	1,6	1,9	2,1	2,4	2,6	2,9	3,1
2700	0,69	1,5	1,8	2,0	2,3	2,6	2,8	3,1	3,4
2900	0,64	1,6	1,9	2,2	2,5	2,8	3,0	3,3	3,6
3100	0,60	1,7	2,0	2,3	2,6	2,9	3,3	3,6	3,9
3300	0,56	1,8	2,1	2,5	2,8	3,1	3,5	3,8	4,1
3500	0,53	1,9	2,3	2,6	3,0	3,3	3,7	4,0	4,4
3700	0,50	2,0	2,4	2,8	3,1	3,5	3,9	4,3	4,6
3900	0,48	2,1	2,5	2,9	3,3	3,7	4,1	4,5	4,9
4100	0,45	2,3	2,7	3,1	3,5	3,9	4,3	4,7	5,1
4300	0,43	2,4	2,8	3,2	3,7	4,1	4,5	4,9	5,4
4500	0,41	2,5	2,9	3,4	3,8	4,3	4,7	5,2	5,6
4700	0,40	2,6	3,1	3,5	4,0	4,5	4,9	5,4	5,9
4900	0,38	2,7	3,2	3,7	4,2	4,7	5,1	5,6	6,1
5100	0,36	2,8	3,3	3,8	4,3	4,8	5,4	5,9	6,4
5300	0,35	2,9	3,4	4,0	4,5	5,0	5,6	6,1	6,6
5440	0,34	3,0	3,5	4,1	4,6	5,2	5,7	6,3	6,8

## LITERATURA

- [1] CHANUKAEV A.N., *Fizicheskie processy pri otkojke gornych porod vzryvom*, Wydawnictwo NEDRA, Moskwa 1974.
- [2] LEWICKI J. i in., *Opracowanie metod strzelniczych polepszających efekt urabiania oraz eliminujących do minimum powstawanie progów przyspągowych i pozwalających na utrzymanie równego spągu wyrobiska* (niepubl.), IGO AGH, Kraków 1985.
- [3] SUCHANOV A.F., KUTUZOV V.N., *Razruszenie gornych porod vzryvom*, NEDRA, Moskwa 1983.
- [4] *Soversenstvovanie technologii burovzrywnych rabot na karierach s primeneniem granulirovanykh VV i vspennogo polistiroła*, nr kat. B 757309 (niepubl.), Leningrad.
- [5] NOVAK L., *Wpływ destrukcji energii wybuchu na granulacje urobku*, Mat. Konf. *Problemy techniki strzelniczej*, Kraków 1991.
- [6] MORAWA R., *Kierunki rozwoju środków strzałowych dla poprawy bezpieczeństwa w robotach strzałowych*, Mat. konf. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk 2006.
- [7] CUDZIŁO S. i in., *Charakterystyki detonacyjne i wybuchowe emulsyjnych materiałów wybuchowych z dodatkiem różnych azotanów metali*, Mat. konf. *Technika Strzelnicza w Górnictwie*, Jaszwiec 2001.
- [8] MORAWA R., LEWICKI J., *Możliwości wykorzystania parametrów energetycznych nowych MW w otworze strzałowym*, *Prace GiG Bezpieczeństwo robót strzałowych w górnictwie*, Kwartalnik 2006.
- [9] MORAWA R., JANIĄK M., *Wymierne korzyści z zastosowania zapalników elektronicznych*, Kwartalnik GiG, nr 4/2, Katowice 2010.
- [10] LEWICKI J., *Laboratoryjna metoda badania zależności efektu strzelania od własności materiałów wybuchowych*, praca doktorska (niepubl.), Kraków 1978.

ANALYSIS OF COSTS REDUCTION POSSIBILITIES OF  
AGGREGATE EXTRACTION BY USE OF BLASTING TECHNIQUES

Methodology of blasting rocks crumbling steering as a possibility of costs reduction during aggregate extraction has been presented in the paper.