

*kopaliny skalne, technika strzelnicza
kruszywa, górnictwo*

Arkadiusz GRZEŚKOWIAK*

MOŻLIWOŚCI OGRANICZANIA NIEKORZYSTNYCH ODDZIAŁYWAŃ ROBÓT STRZAŁOWYCH W ODKRYWKOWYCH ZAKŁADACH GÓRNICZYCH

Przedstawiono problemy związane z niekorzystnymi oddziaływaniami stosowania materiałów wybuchowych przy urabianiu skał. Na tle dostępnych na rynku najnowszych środków strzałowych i materiałów wybuchowych, wyznaczono podstawowe zalety i możliwości wykorzystania ich przy skutecznym ograniczaniu drgań sejsmicznych, powietrznej fali udarowej i rozrzutu odłamków skalnych. Wykorzystując doświadczenia, pomiary i obserwacje prowadzone w trakcie robót strzałowych, opisano wyniki oraz kierunki dalszych działań na rzecz poprawy bezpieczeństwa i efektywności wybuchowego urabiania skał.

1. WPROWADZENIE

Stosowanie nowoczesnych rozwiązań urabiania i eksploatacji złóż w oparciu o technikę strzelniczą stanowi najbardziej efektywny sposób urabiania skał na kruszywo. Wykorzystując możliwości, jakie dają nowoczesne środki strzałowe i materiały wybuchowe, uzyskuje się zwiększenie ładunków materiałów wybuchowych (MW) i większą ilość urobku przy zachowaniu niezmiennych zasięgów oddziaływań. Dotychczasowe pozytywne efekty uzyskane w kopalniach potwierdzają, że tego typu działania pomyślnie rokują odnośnie planowanego kierunku unowocześnienia i optymalizacji robót strzałowych wykonywanych w odkrywkowych zakładach górniczych. Przy poszukiwaniach najbardziej efektywnych rozwiązań pozyskania większej ilości urobku w trakcie jednego odstrzału, wykorzystuje się specjalistyczną aparaturę dającą możliwość monitorowania efektów prowadzonych robót. Dominujące znaczenie w projektowaniu i optymalizacji robót strzałowych ma kontrola zjawisk związanych z fizyką wybuchu ładunków, a w szczególności propagacji drgań parasejsmicznych, rozrzutu odłamków skalnych oraz ciśnienia powietrznej fali udarowej. Ponadto coraz większą uwagę przywiązuje się do uzyskania pożądanego efektu rozdrobienia skał,

* „Poltegor–Instytut” Instytut Górnictwa Odkrywkowego, Wrocław, arekg@igo.wroc.pl

prawidłowości kształtu usypu oraz stanu spągu i ociosu po strzelaniu. Najczęściej już na etapie projektowania robót strzałowymi duży nacisk kładziony jest na ograniczenie wychodu brył nadwymiarowych, mający na celu minimalizację lub eliminację robót związanych z wtórnym rozdrabnianiem. Dobór parametrów strzelania musi uwzględniać: rodzaj i właściwości fizyko-mechaniczne urabianych skał, budowę geologiczną oraz geometrię zabierki przewidzianej do urobienia. Informacje na ten temat muszą być skorelowane z właściwościami energetycznymi przewidzianych do zastosowania materiałów wybuchowych oraz możliwości systemu inicjacji w otworach. Obecnie środki strzałowe zapewniają duże możliwości sterowania procesem detonacji ładunków przy wybuchowym urabianiu skał [9].

Ze względu na częste przypadki prowadzenia eksploatacji w pobliżu obiektów chronionych (zabudowania mieszkalno-gospodarcze, budynki użyteczności publicznej, drogi, linie teletechniczne i energetyczne, rurociągi i inne) konieczne jest skuteczne ograniczenie zasięgu rozprzestrzeniania drgań sejsmicznych oraz rozrzutu odłamków skalnych.

2. ZAŁOŻENIA I WARUNKI PROWADZENIA ROBÓT STRZAŁOWYCH

Stosowanie popularnych już nieelektrycznych systemów inicjacji daje możliwość takiego oddziaływania MW na caliznę skalną, aby przy zachowanym bezpieczeństwie i minimalizacji oddziaływań na otoczenie uzyskać jak najlepsze efekty. Duże zróżnicowanie właściwości fizykomechanicznych i specyfika skał eksploatowanych na kruszywo, nie pozwalają na proste zdefiniowanie parametrów strzelania i prowadzenia wydobywania, ujmujących to zagadnienie w sposób uniwersalny. Badania terenowe dotyczące możliwości i efektów zastosowania nowych środków strzałowych i metod strzelania, prowadzono we współpracy z Orica Poland, EPC Polska czy PGS.

Uzyskane wyniki potwierdziły potrzebę prowadzenia i rozwijania badań nad nowoczesnymi rozwiązaniami wieloszeregowego strzelania milisekundowego, szczególnie pod kątem ich dostosowania do zróżnicowanych właściwości skał. W zależności od schematu budowy geologicznej złoża, możliwy jest dobór parametrów prowadzenia robót strzałowych w sposób zapewniający uzyskiwanie oczekiwanej granulacji urobku lub odpowiedniego przygotowania, ukształtowania usypu pod kątem maszyn stosowanych w dalszym procesie załadunku i transportu.

Optymalizacja procesu urabiania skał, prowadzona jest już na etapie projektowania robót strzałowych determinując dalszy proces urabiania, przeróbki i transportu kopaliny.

3. ŁADUNEK JEDNOSTKOWY MW

Konieczność lepszego wykorzystania złóż kopalin skalnych stawia coraz wyższe wymagania dotyczące racjonalnego prowadzenia eksploatacji i dostosowania procesu urabiania do warunków zalegania złóż i ich właściwości fizykomechanicznych.

Optymalizację uzyskania jednorazowo większej ilości urobku oraz zmniejszenie powstawania brył nadwymiarowych wyznacza się w oparciu o kryteria [3]:

- optymalizacji granulacji urobku, określaną zmniejszeniem frakcji nadwymiarowych i podziarna,
- ograniczania propagacji niekorzystnych efektów stosowania MW, będących wyrazem strat energetycznych stosowanej metody strzelania,
- zachowania prawidłowego stanu spągu i ociosów po strzelaniu,
- uzyskania oczekiwanego kształtu i wysokości usypu.

Nadrzędne znaczenie ma optymalizacja energii związanej z jednostkowym zużyciem MW koniecznym do odspojenia, skruszenia i przemieszczenia skały [6].

Zużycie jednostkowe MW – q_j [kg/m^3] jest wskaźnikiem zaangażowania ilości materiału przypadającego na jednostkę urabianej calizny w odniesieniu do jej objętości lub masy. Parametr ten wpływa w istotny sposób na wzrost objętości kruszenia calizny skalnej [1]. Gradient pola naprężeń wywołany detonacją stanowi o objętości calizny poddanej urabianiu. Przy działającej na caliznę w punkcie energii jednostkowej większej od wytrzymałości skały na rozciąganie, następuje kruszenie i spękanie skały. Przy zbyt dużej wielkości tej energii, zachodzi zjawisko zwiększonej propagacji drgań sejsmicznych oraz wyrzutu odłamków skalnych.

Z obserwacji i pomiarów prowadzonych w trakcie stosowania systemów nieelektrycznych i elektronicznych do inicjacji stosowanych aktualnie MW wynika, że dopasowanie czasu opóźnienia milisekundowego do warunków prowadzenia strzelań daje szerokie możliwości kierowania procesem wybuchowego urabiania zwiększając w ogólnym bilansie aktywną energię przeznaczoną na rozdrabnianie skały przy jednoczesnym zmniejszeniu efektu sejsmicznego [8].

Jednym z podstawowych wskaźników optymalizacji efektywności wykorzystania energii MW jest minimalizacja jego jednostkowego zużycia q_j i zmniejszenie emisji energii pasywnej (drgań parasejsmicznych, podmuchu i rozrzutu). Badania zużycia ilości materiału przy prawidłowo prowadzonych odstrzałach w poszczególnych rodzajach skał pozwoliły na wyznaczenie charakterystycznego, średniego zużycia jednostkowego (tab. 1).

Wielkości q_j mogą być optymalizowane poprzez zmianę takich parametrów, jak zabiór i odległości między otworami z uwzględnieniem długości przewiertu i przybitki w funkcji średnicy otworu oraz rodzaju zastosowanego materiału.

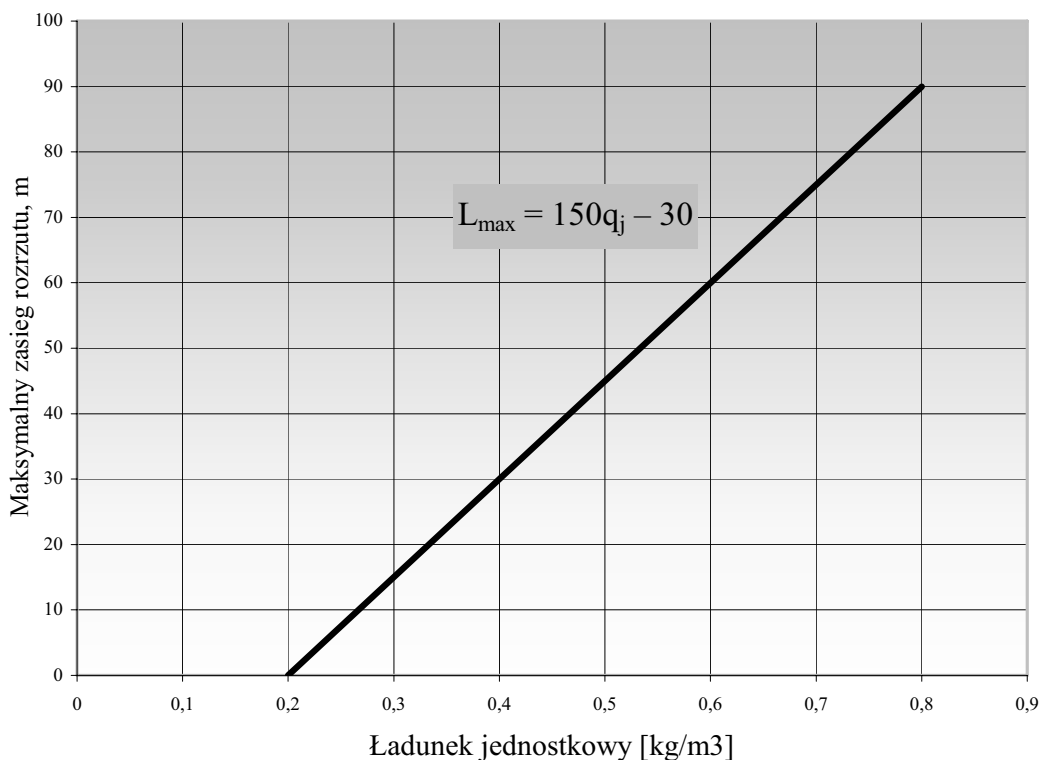
Średnie zużycie jednostkowe MW w poszczególnych rodzajach skał

Rodzaj skały	Warunki strzelań (średnie)		Zużycie jednostkowe MW [kg/m ³]	
	wysokość ściany [m]	średnica otworów [mm]	zakres	średnia
bazalty	16,8	89–105	0,15–1,44	0,55
granity*	16,7	76–90	0,30–1,45	0,91
melafiry	18,4	89–115	0,36–0,80	0,56
wapienie*	15,4	95–115	0,12–0,85	0,37
margle*	16,2	105	0,31–0,48	0,43
dolomity*	21,0	89–102	0,33–0,92	0,50

* Strzelania z zastosowaniem elektronicznych systemów inicjacji.

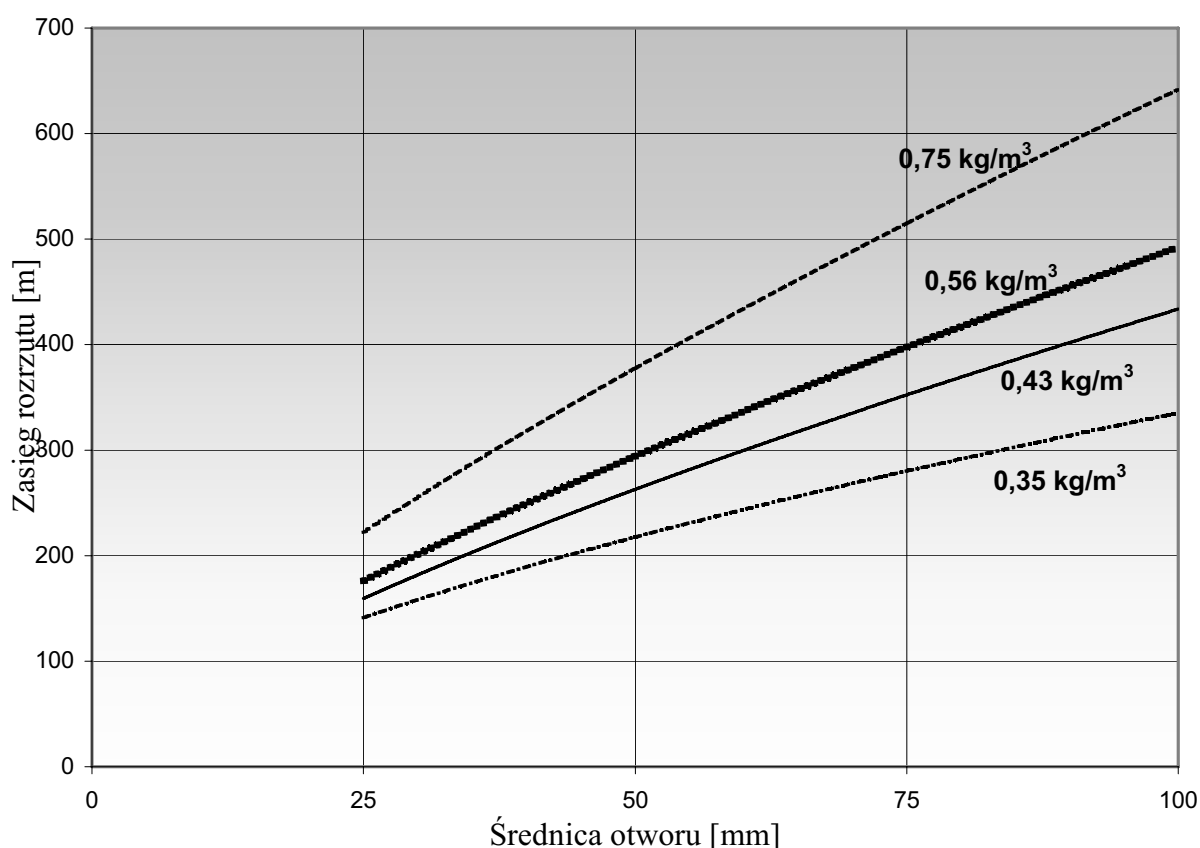
Ograniczanie zużycia jednostkowego może prowadzić jednak do wzrostu kosztów rozdrabniania wtórnego oraz w następnych etapach eksploatacji i przeróbki, zaangażowania dodatkowych środków w pracach pomocniczych.

Nadmierny wzrost zużycia jednostkowego prowadzi w prostej zależności do zwiększenia niekorzystnych skutków strzelania, a w szczególności rozrzutu odłamków skalnych i propagacji drgań sejsmicznych i hałasu. Przykładową zależność wyznaczania zasięgu rozrzutu odłamków skalnych w funkcji ładunku jednostkowego lub średnicy otworów przedstawiono na rys. 1 i 2.



Rys. 1. Zależność zasięgu rozrzutu odłamków skalnych od wielkości ładunku jednostkowego [6]

Fig. 1. Dependence of forward movement on the specific charge [6]



Rys. 2. Zależność zasięgu rozrzutu odłamków skalnych od średnicy otworu dla zmiennej wielkości ładunku jednostkowego

Fig. 2. Dependence of maximum traveling distance of flyrock on blasthole diameter for different specific charges

Prowadzone w tym zakresie badania i pomiary potwierdzają zależność zwiększonego rozrzutu odłamków skalnych, wynikającą najczęściej z przekroczenia dopuszczalnych, określonych dla danych warunków, wielkości ładunku jednostkowego [7]. Należy stwierdzić, że w trakcie wykonywanych pomiarów występowały przypadki wypchnięcia przybitki z otworów strzałowych, jednak zjawisko to oprócz straty energii urabiania, kruszenia skały nie stanowiło istotnego zagrożenia. Przypadki wyrzutu dużych odłamków skalnych głównie ze strefy ociosowej na znaczną odległość (ponad 200 m) zanotowane w ostatnich latach związane były z lokalnym osłabieniem calizny skalnej oraz zmniejszonym zabiorem.

4. INICJACJA MW I DOBÓR CZASÓW OPÓŹNIEŃ MILLISEKUNDOWYCH

Jednym z podstawowych elementów sterowania efektami i procesem wybuchowego urabiania calizny jest odpowiednie umieszczenie materiału w otworze i jego inicjacja. Czas opóźnień milisekundowych pomiędzy poszczególnymi ładunkami w otworach strzałowych uwarunkowany jest głównie:

- rodzajem skały opisywanej: wytrzymałością na ściskanie, zwięzłością, szczelinowatością, gęstością oraz prędkością rozchodzenia się podłużnej fali sejsmicznej,
- parametrami geometrycznymi rozmieszczenia siatki otworów, przede wszystkim zabiozem i odległością między otworami,
- właściwościami i wielkością stosowanego ładunku MW.

Wymienione czynniki podlegają wzajemnej ścisłej korelacji i w danych warunkach geologiczno-górnicznych są stałe. Zmiana któregokolwiek pociąga konieczność korekty pozostałych. Istotnym elementem efektywnego ich współdziałania jest wzajemnie przesunięcie czasu odpalania poszczególnych otworów lub ładunków w otworach oraz w całej serii. Optymalny czas opóźnienia milisekundowego przy uwzględnieniu zrównoważenia wymogów granulacji urobku i ograniczenia emisji drgań można określić wg wzoru [5]

$$\tau = \frac{a \cdot b}{\phi} \left(\frac{\gamma}{2\pi \cdot U \cdot \gamma_{MW}} \cdot \frac{k-1}{\gamma-1} \cdot \left(\frac{\gamma_{MW}}{373} \right)^k \right)^{0,5} \quad (1)$$

gdzie:

- a – odległość między otworami [m],
- b – odległość między szeregami otworów [m],
- k – współczynnik adiabaty produktów detonacji MW, $k = 1,4$,
- U – energia właściwa MW, [J/kg],
- ϕ – średnica otworów strzałowych [mm],
- γ – gęstość urabianego ośrodka [kg/m^3],
- γ_{MW} – gęstość załadowanego MW [kg/m^3].

Zależność czasu opóźnienia od wskaźnika zwięzłości dla różnych rodzajów skał przy stosowaniu średnicy otworów $\varnothing = 105$ mm wg [5] przedstawiono na rysunku 3. Wprowadzenie generacji zapalników nieelektrycznych i elektronicznych w zintegrowanych systemach odpalania, umożliwiło w istotny sposób zracjonalizować czas opóźnień milisekundowych. Głównymi atutem ich stosowania są możliwości zapewnienia dowolnych interwałów czasowych oraz zwiększenie liczby odpalanych otworów w serii oraz inicjowanie nieograniczonej ilości ładunków. Zależność na optymalne opóźnienie pomiędzy rzędami otworów strzałowych [2] ma postać τ_r

$$\tau_r = K_E \cdot b \quad [\text{ms}] \quad (2)$$

gdzie:

- τ_r – opóźnienie między rzędami otworów [ms],
- K_E – stała czasowa opóźnień między rzędami otworów [ms], zależna od wymaganego efektu odstrzału (tab. 2),
- b – odległość między rzędami otworów [m].

Tabela 2

Stała czasowa opóźnień pomiędzy rzędami otworów

Efekt odstrzału	Wartość K_E [ms/m]
Duża wysokość usypu, usyp usytuowany blisko ociosu, niewielkie spękania wsteczne, niewielki podmuch	6,6–10
Prawidłowa wysokość usypu, niewielkie odsunięcie urobku od ściany, umiarkowane spękania wsteczne, umiarkowany podmuch	10–13
Płaski i odsunięty usyp, minimalne spękania wsteczne ociosu, duży podmuch	13–20
Płaski i rozrzucony usyp, duży podmuch i rozrzut	23–46

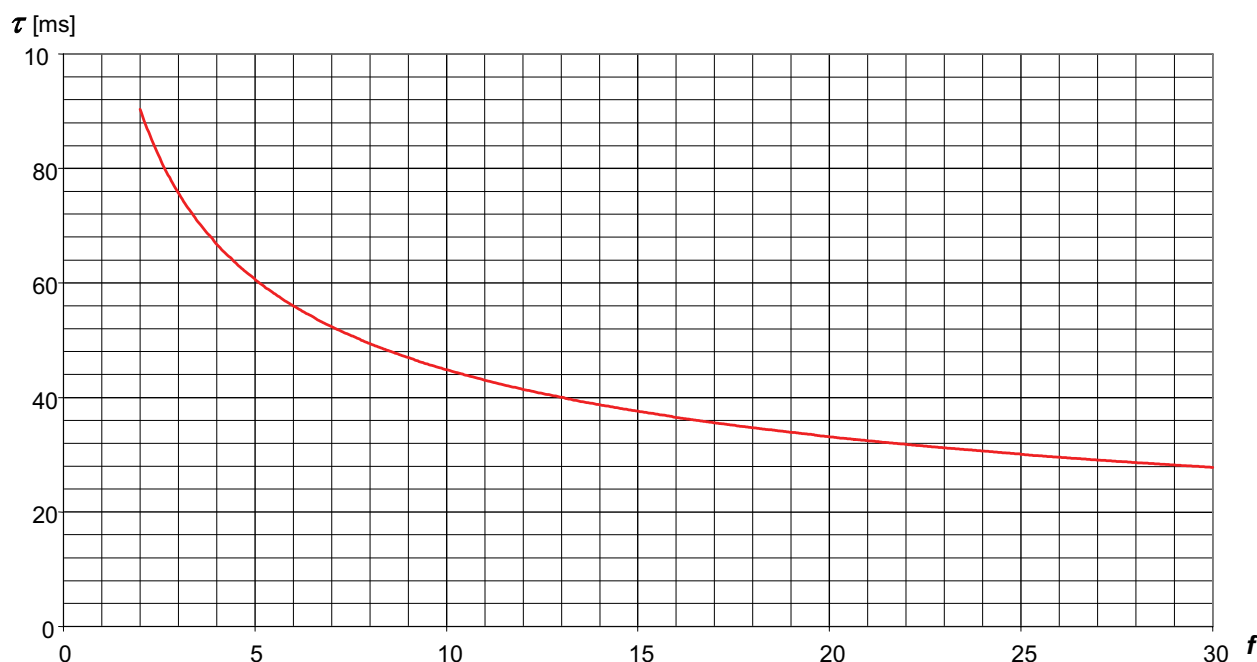
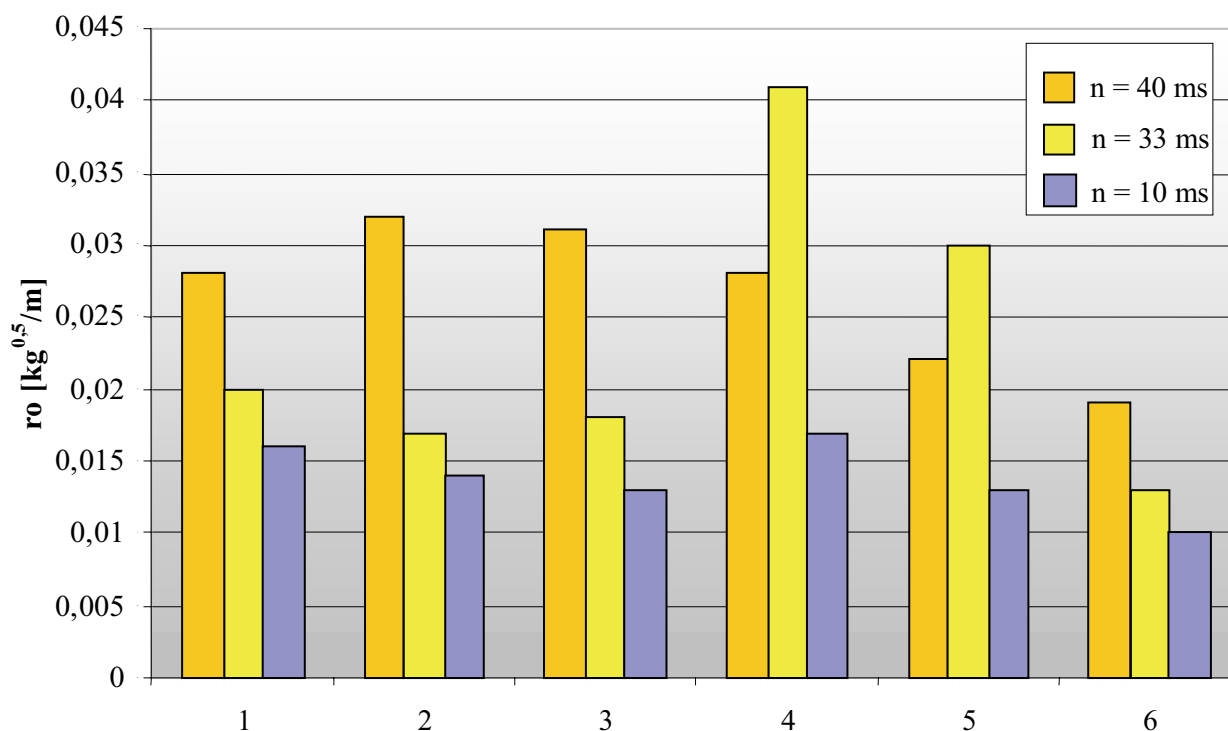
Rys. 3. Zależność czasu opóźnienia milisekundowego od współczynnika zwięzłości dla otworów strzałowych $d = 105$ mm

Fig. 3. Dependence of millisecond delay time on firmness coefficient for 105 mm diameter blast-holes

Czas opóźnienia milisekundowego jest ważnym elementem ograniczającym niekorzystne oddziaływania od robót strzałowych. Przy zbyt małych interwałach opóźnienia pomiędzy otworami odpalonymi w jednej serii, istotnie wzrasta poziom emitowanych drgań, co prowadzi do konieczności zmniejszenia wielkości odpalanych ładunków MW. Z kolei przy zbyt dużych opóźnieniach pogarsza się rozdrobnienie urobku oraz wielkość i kształt usypu (wzrasta jego odrzucenie od ociosu i zmniejsza się wyso-

kość). Prognozowanie optymalnego czasu opóźnienia w oparciu o przedstawione proste zależności empiryczne pozwala na racjonalizację procesów urabiania szczególnie w strzelaniu wieloszeregowym metodą długich otworów. Wprowadzenie systemów nieelektrycznych o wielu sekwencjach opóźnieniowych ogranicza niekorzystne oddziaływania środowiskowe oraz zwiększa efektywność procesów poprzez zmniejszenie zużycia jednostkowego MW i poprawia stopień rozdrobnienia urobku [1]. Prawidłowy dobór opóźnień umożliwi lepsze kierowanie procesem wybuchowego urabiania skał. Przykładowe wielkości prędkości drgań przy różnych czasach opóźnień milisekundowych pomiędzy ładunkami MW w otworach przedstawiono na rys. 4.



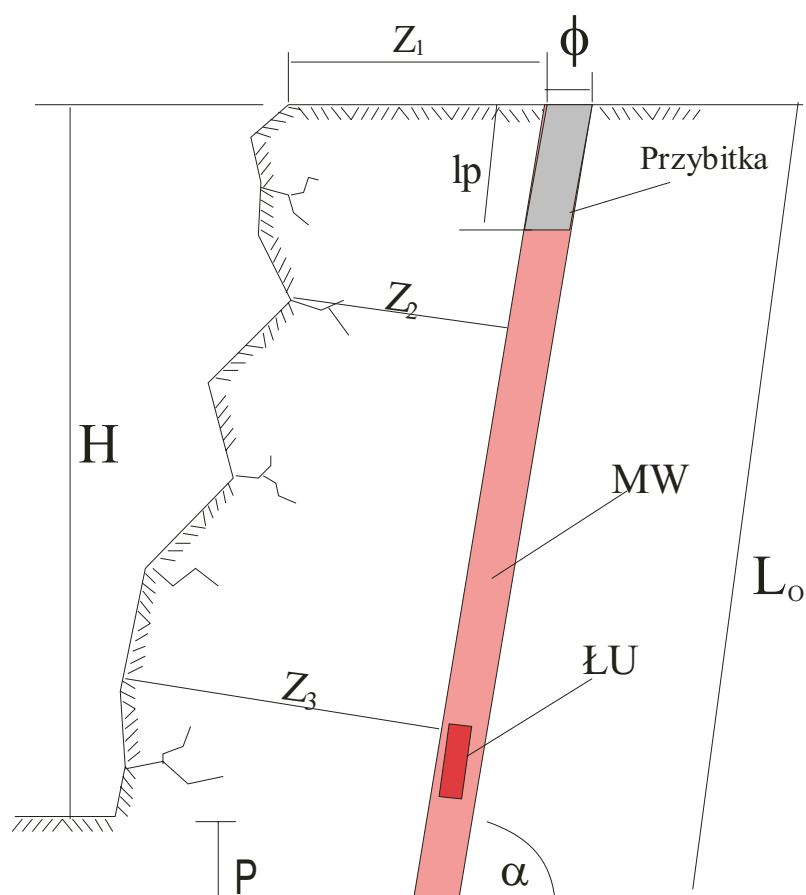
Rys. 4. Zależność intensywności drgań od czasu opóźnienia milisekundowego przy strzelaniu z zastosowaniem systemu i-kon

Fig. 4. Dependence of vibration intensity on millisecond delay time in “i-kon” blasting system

5. ZABIÓR

Zabiór stanowi odległość pomiędzy płaszczyzną wyznaczoną przez osie pierwszego rzędu otworów strzałowych a ociosem. Wielkość ta jest wyznaczana w oparciu o wzory podawane w literaturze przedmiotu, jednak praktyczne i optymalne jego ustalenie często stwarza wiele trudności. Już samo odpowiednie zastosowanie często skomplikowanego wzoru oraz dobór właściwych współczynników, które mają niejednokrotnie dużą rozpiętość, może przekładać się na niewłaściwe wyniki. Wiele ze wzorów nie uwzględnia także istotnych parametrów przewidywanego do odstrzelenia

ośrodka skalnego [4]. Wykorzystanie wyznaczonej na podstawie obliczeń odległości zabioru nastęcza jednak istotne trudności i wymaga każdorazowego obmiaru (profilowania) ociosu oraz zwrócenia szczególnej uwagi na wszelkiego rodzaju zaburzenia budowy skały i lokalnych osłabień, spękań, uławiczeń czy innych nieciągłości urabiającej calizny. Dotychczasowe badania i obserwacje związane z zasięgiem oddziaływań od prowadzonych robót strzałowych wskazują, że najczęstszą przyczyną zwiększonego rozrzutu odłamków skalnych jest zmniejszenie zabioru. Wynika ono często z niewłaściwej oceny kształtu ociosu lub odrywania się fragmentów skały w trakcie lub po wierceniu otworów strzałowych w miejsca lokalnego osłabienia ociosu. Prowadzi to w konsekwencji do miejscowego nadmiernego wzrostu ilości MW koniecznego do urobienia skały i wyrzutem odłamków poza ustaloną strefę bezpieczeństwa. Zapobieganiu takich zjawisk może być każdorazowa ocena warunków geologiczno-górnicych przez przystąpieniem do załadowania otworów, profilowanie ściany, poprawne wyrównywanie (ramowanie) ociosów, sprawdzanie przebiegu i pochylenia i wzajemnej orientacji otworów strzałowych. Na rysunku 5 przedstawiono schemat otworu strzałowego z istotnymi parametrami.



Rys. 5. Schemat geometrycznych parametrów otworu strzałowego
Fig. 5. Diagram of blast-hole geometrical parameters

Z badań praktycznych i skanowania ściany wielokrotnie ustalono, że: $Z_1 \neq Z_2 \neq Z_3$. Konsekwencją tego, oprócz powstawania progów przyspagowych czy nawisów skalnych, może być przede wszystkim niebezpieczny wzrost rozrzutu odłamków skalnych. Drugim z kolei niebezpiecznym efektem nieprawidłowego (zbyt dużego) doboru wartości zabioru może być spowodowanie „postawienia ściany”, czyli nie skruszenia i przemieszczenia skały. Powoduje to konieczność wykonania dodatkowych, skomplikowanych i niebezpiecznych prac związanych z usuwaniem progów przyspagowych, rozbijaniem nadgabarytów i usuwaniem nawisów skalnych.

Prawidłowy dobór i optymalizacja przedstawionych w artykule parametrów wpływająca na zasięg stref oddziaływania, połączone z dokładnością wykonywania wszystkich czynności w procesie projektowania, wiercenia i załadunku MW oraz prawidłowa ocena warunków geologiczno-górnicznych miejsca strzelania jest podstawowym kierunkiem skutecznego zapewnienia pełnego bezpieczeństwa wykonywanych robót strzałowych.

6. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Z dotychczasowych badań oraz analiz przyczyn zwiększonego rozrzutu odłamków skalnych w ostatnich latach wynika, że przyczyną nadmiernego zasięgu rozrzutu jest przede wszystkim zwiększenie jednostkowej energii potencjalnej ładunku MW w stosunku do niezbędnej na rozdrobnienie czy rozluźnienie calizny skalnej oraz zmniejszenie zabioru wynikającego z odchyleniem otworu od planowanego kierunku wiercenia. Podstawowym sposobem ograniczenia wielkości strefy zagrożenia rozrzutem jest odpowiednie dostosowanie wielkości ładunku MW do warunków złożowych z uwzględnieniem budowy geologiczno-tektonicznej i szczelinowatości urabianej zabierki oraz wykonanie przybitki z frakcji gwarantujących dobre klinowanie w otworze strzałowym.

Wykonane doświadczenia z doбором zróżnicowanych czasów opóźnień w systemach elektronicznych potwierdziły celowość prowadzenia i rozwijania badań nad nowoczesnymi rozwiązaniami technologii strzelania, a ich efektem są większe możliwości pozyskiwania urobku przy obniżeniu propagacji drgań sejsmicznych. Stosowanie nieelektrycznych i elektronicznych systemów odpalania oraz prawidłowy dobór czasów opóźnień milisekundowych pozwala na zwiększenie wielkości ładunku całkowitego MW oraz kierowanie procesem urabiania skał i formowania kształtu usypu. Pozytywne wyniki przeprowadzonych prób wskazują, że przy odpowiednim dostosowaniu parametrów strzelania, możliwe jest zwiększenie wielkości odpalanych ładunków bez wzrostu emisji drgań sejsmicznych.

Ważnym elementem w procesie załadunku MW jest bieżąca kontrola długości i kształtu otworów strzałowych, a przede wszystkim zabioru na całej wysokości ścia-

ny. Daje to możliwość odpowiedniej korekty ilości materiału oraz miejsca jego inicjacji, a w przypadku stwierdzenia nadmiernego przewiertu, podniesienia dna otworu.

Strzelania długimi lub zwykłymi otworami odpalanymi milisekundowo w oparciu o nieelektryczne lub elektroniczne systemy inicjacji otworów wykonane z uwzględnieniem możliwości ich technicznego wykonania, a w szczególności doboru czasów opóźnień, w sposób zapewniający skorelowanie naprężeń w górotworze z parametrami strzelania (zabior, przybitka, odległość między otworami) i zwiększenia ładunku całkowitego, przynoszą efekt końcowy odstrzału w postaci usypu równomiernie rozdrobionego będący wskaźnikiem prawidłowości doboru parametrów technologii strzelania

Proponowane metody ograniczenia niekorzystnych efektów robót strzałowych można uznać za jedną z form optymalizacyjnych urabiania skał, a głównymi jej czynnikami są: optymalizacja zużycia jednostkowego MW, dobór prawidłowy czasów opóźnień milisekundowych, prawidłowe określenie zabiorów, rzetelne przygotowanie i wykonanie wszystkich czynności w trakcie prowadzenia robót strzałowych.

Dotychczasowe eksperymenty dowodzą możliwości szerokiego jej zastosowania szczególnie w warunkach urabiania złóż kruszywowych. Monitorowanie niekorzystnych efektów strzelania oraz ocena jakości uzyskanego urobku pozwala na: bieżącą kontrolę procesu zwiększania ładunku całkowitego, zmniejszenie kosztów urabiania złoża, zwiększenie jednorazowego uzysku urobku, mniejszą liczbę strzelań.

Prawidłowe dostosowanie parametrów robót strzałowych do konkretnych warunków geologiczno-górnictwowych pozwala na optymalizację parametrów strzelania, co w ogólnym ujęciu stanowi o unowocześnianiu prowadzonych robót strzałowych.

Poszukiwania nowych metod i lepszego wykorzystania stosowanych rozwiązań prowadzących do ograniczenia kosztów urabiania i zwiększenia ilości urobku po strzelaniu zmierzają do lepszego wykorzystania energii urabiania MW.

LITERATURA

- [1] GRZEŚKOWIAK A., *Strzelanie doświadczalne jako sposób zwiększenia ładunku całkowitego MW odpalanego w serii*, Prace Naukowe Instytutu Górnicztwa PWr nr 119, Szklarska Poręba 2007.
- [2] KONYA W., *Surface Blast Design (Shapter & Blasthole Iming 5)*, Prentice Hall Englewood cliffs, New Jersey 1990.
- [3] MODRZEJEWSKI S., *Identyfikacja i optymalizacja adaptacyjna technologii urabiania skał związanych w górnictwie odkrywkowym i oddziaływań towarzyszących*, Poltegor–Instytut, Wrocław 2002.
- [4] MODRZEJEWSKI S., JONKISZ J. BEDNARCZYK Z., *Wyznaczenie zabioru jako istotnego wyróżnika parametrów strzelania metodą długich otworów*, *Górnictwo Odkrywkowe*, 5/2001, Wrocław 2001.
- [5] MODRZEJEWSKI S., *Optymalizacja opóźnień milisekundowych przy strzelaniu metodą długich otworów*, *Bezpieczeństwo Robót Strzałowych w Górnictwie*, Prace Naukowe GIG, nr 4/2, Katowice 2010.
- [6] OLOFSSON S.O., *Applied Explosives Technology for Construction and Mining*, Årla 2004.
- [7] ONDERKA Z., *Warunki efektywnego urabiania skał za pomocą MW*, *Technika strzelnicza w górnictwie*, Jaszowiec 2001.

- [8] PRĘDKI S., RAJCZAKOWSKI G., *Projektowanie robót strzałowych z zastosowaniem elektronicznego systemu inicjowania typu i-kon oraz oprogramowania wspomagającego ShotPlus*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr., nr 125, Wrocław 2009.
- [9] VOGEL G., *Zuenden von Sprengladungen*, Verlag Leopold Hartman Sondheim v.d Rhoen, 2000.

POSSIBILITIES OF EFFECTIVE UNFAVORABLE INFLUENCE REDUCTION OF BLASTING ACTIVITIES IN QUARRIES

Problems concerning unfavorable influence of activities referring to utilization of blasting materials during natural stone quarrying have been discussed in the paper. New available blasting agents and explosives have been compared and advantages as well as possibilities of their effective utilization in order to reduce seismic vibration, blasting wave and rocks spread have been presented. Results and trends of activities aiming at increase of safety and blasting effectiveness have been outlined on the basis of experience, measurements and observations.