

TECHNOLOGICZNE MOŻLIWOŚCI ZMNIEJSZANIA ZASIĘGU STREFY ROZRZUTU W GÓRNICTWIE ODKRYWKOWYM

TECHNOLOGICAL POSSIBILITIES OF REDUCING SCATTERING RANGE ZONE IN OPENCAST MINING

Krzysztof Barański, Ryszard Morawa - Katedra Górnictwa Odkrywkowego, AGH Kraków

W artykule scharakteryzowano najczęstsze przyczyny i czynniki mające wpływ na poza normatywny zasięg oddziaływania rozrzutu ze szczególnym uwzględnieniem zaburzeń budowy geologicznej wyrobiska. Przedstawiono sposób oceny zagrożenia rozrzutem odłamków w wyniku zaistniałych zróżnicowanych warunków strzelania na różnych wysokościach ociosu. Opisano sposoby zapobiegania rozrzutowi omówione na przykładach konkretnych warunków geologiczno-górnictwowych ze szczególnym uwzględnieniem problemów wynikających z prowadzenia prac strzałowych przy likwidacji progów przyspągowych oraz działania profilaktyczne: techniczne i organizacyjne stosowane w celu kontroli i ograniczenia tego zjawiska.

Słowa kluczowe: strefy rozrzutu, prognozowanie rozrzutu, profilaktyka i kontrola rozrzutu

The article describes the most common causes and factors increased scatter range with particular focus on disorders of the geological structure. An assessment of risks scatter rock fragments as a result of different conditions shooting occurred at different heights side wall were presented. Discussed methods for scatter preventing and prevention measures: technical and organizational used to limit and control this phenomenon.

Keywords: scatter zone, scatter forecasting, prevention and control scatter

Wstęp

Roboty strzałowe wykonywane dla urabiania skał wywołują negatywne skutki oddziaływania detonacji na otoczenie. Przejawia się to takimi zjawiskami jak: rozrzut odłamków skalnych, podmuch powietrznej fali uderzeniowej i drgania gruntu zwane drganiami parasejsmicznymi. Skutki te, w mniejszym lub większym stopniu, zawsze towarzyszą detonacji ładunku MW i stanowią zagrożenia wokół miejsca strzelania, dlatego odpowiednie przepisy regulują zasady i sposób prowadzenia robót strzałowych minimalizując zagrożenia wywołane detonacją ładunków MW [3,4,6,7].

Rozrzut odłamków jest zjawiskiem, którego zagrożenia (skutki) można obserwować i oceniać zaraz po detonacji ładunków MW. Świadczy to o tym, że rozrzut odłamków jest negatywnym, mało przewidywalnym zjawiskiem towarzyszącym wykonywanym robotom strzałowym.

W niniejszym artykule zwrócono uwagę na sposób postępowania dla oceny stopnia zagrożenia rozrzutem odłamków i sposoby postępowania przez zespół nadzorujący strzelania w celu poprawy bezpieczeństwa prowadzenia prac strzałowych.

Przyczyny i czynniki mające wpływ na wielkość strefy rozrzutu

Zasięg strefy rażenia odłamkami skalnymi jest problemem trudnym do ustalenia z uwagi na uzależnienie go od wielu zmiennych czynników jak: budowa skały, zanieczyszczenia (przerosty), spękania, kawerny, sytuacja terenowa, sposób strzelania, nieprawidłowo dobrane parametry strzelania i rodzaj środków strzałowych czy dokładność wykonywania

robót strzałowych. Zmienność warunków strzelania występuje często na wysokości urabianej ściany lub na szerokości frontu eksploatacyjnego. Dlatego rozrzut można nazwać niekontrolowanym zjawiskiem towarzyszącym strzelaniu i w zasadzie jest głównym źródłem zagrożeń dla ludzi i otoczenia. Zagrożenie rozrzutem występuje zarówno przy prowadzeniu zasadniczych prac strzałowych (strzelania urabiające) jak i wtórnych (pomocniczych) np. likwidacji progów, niwelacji spągu czy rozdrabnianiu nadgabarytów. Szczególnie strzelania wtórne prowadzone są w naruszonej strukturze górotworu, trudnej do oceny, co jest powodem znacznej intensyfikacji strefy rozrzutu odłamków.

Duży wpływ na wielkość rozrzutu ma dokładność wykonywania robót przez personel strzałowy i „umiejętność oceny budowy złoża rejonu wykonywanych strzelań. Często zdarza się, że nieumiejętne lub niedbałe dobieranie parametrów strzelania czy wielkości ładunków powodują rozrzut nawet przekraczający strefy określone w przepisach. Wiadomo, że na ograniczenie rozrzutu wpływa stosowanie słabszych MW, odpowiednia przybitka ładunków, tak co do długości, jak i materiału przybitkowego, wielkość zabioru, średnica i kąt nachylenia otworów strzałowych oraz właściwe opóźnienie międzystrzałowe. Dlatego dobranie i zabezpieczenie właściwej strefy rozrzutu w codziennej praktyce wykonywania robót strzelniczych jest możliwe, ale też trudne do utrzymania.

Na zasięg strefy rażenia odłamkami skał można wpływać (regulować) dwoma sposobami:

- przez stosowanie odpowiedniej technologii strzelania uwzględniającej warunki lokalne budowy złoża (a nade wszystko – **prawidłowym dobraniu parametrów strze-**

lania i dokładności jego wykonania),

- stosując w szczególnych przypadkach właściwe techniczne zabezpieczenia minimalizujące zakres rozrzutu odłamkami (np. odpowiednie okrywy miejsca detonacji ładunków), a także ukierunkowując (nadając odpowiedni kierunek) odłamkom skalnym.

Wyznaczenie zbyt małej strefy rozrzutu stwarza zagrożenie rażenia ludzi i obiektów oraz niszczenia infrastruktury otoczenia kopalni odłamkami skalnymi, natomiast za duże strefy uniemożliwiają eksploatację i tym samym przyczyniają się do strat złożowych.

Urabianie skały wyjaśnia falowa teoria zruszenia calizny, według której po detonacji MW rozprzestrzenia się tak zwana fala naprężeń, której początkowa wartość przekracza wytrzymałość skały powodując powstanie sieci spękań promieniowych i obwodowych. Wysokie ciśnienie w otworze skutkuje tym, że gazy odstrzałowe wnikają w szczeliny naturalne występujące w skale oraz pęknięcia będące skutkiem detonacji MW powodując wyrzucenie (nadanie energii kinetycznej) oderwanym kawałkom skały. W zależności od odległości danego odłamka skalnego od powierzchni odsłonięcia otrzymuje on różną prędkość początkową, od której zależy odległość rozrzutu. O rozrzucie decyduje w dużym stopniu położenie bryły skalnej w stożku wyrzutu (rys. 1) jej kształt, masa i początkowa prędkość wyrzutu. Dlatego w profilu otworu strzałowego można wyróżnić dwie główne strefy zagrożenia: strefę przybitkową (górną część otworu do wysokości przybitki) oraz części ociosowej o nadmiernym zarwaniu lub szczelinowaceniu. Z kolei objętość stożka wyrzutu (w strefie danego zagrożenia) zależy od długości przybitki, która powinna być taka aby wskaźnik działania ładunku nie był większy od jedności a kąt wierzchołkowy stożka wyrzutu $\alpha \leq 90^\circ$. Wysokością stożka wyrzutu jest długość przybitki. Wymagane jest stosowanie długości przybitki większej od zabioru. Zaleca się obliczać długość przybitki ze wzoru:

$$l_p = \sqrt{z^2 + 1} \quad (1)$$

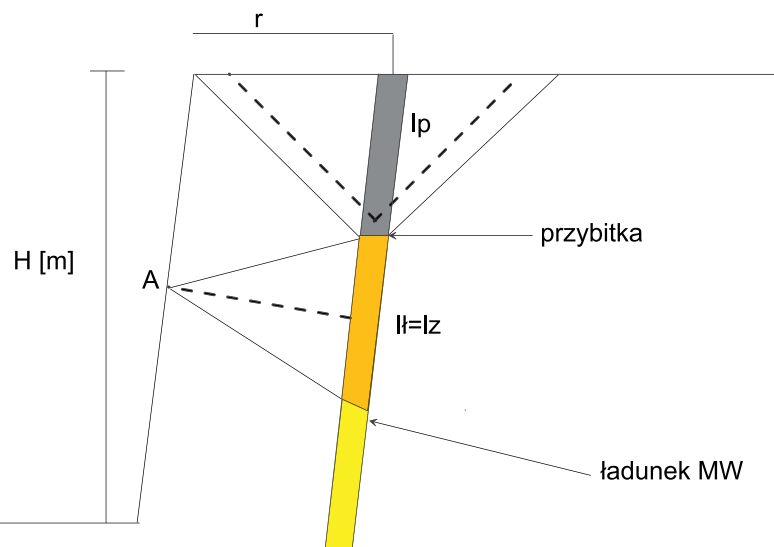
Z górnych partii urabianej ściany rozrzut odłamków może mieć kierunek zarówno w strefę zazabiorową (przeciwną do kierunku urabiania) lub zgodną z kierunkiem odrzucenia odstrzelonego urobku (umownie określa się do wyrobiska).

Energia, która jest powodem rozdrabiania (kruszenia) i nadania energii kinetycznej odłamkom skalnym nie związana jest z całkowitą masą MW umieszczonego w otworze strzałowym. Na element skały „A” rozmieszczonej w strefie urabiania (zabior) działa energia wywołana detonacją ładunku MW ograniczona jego długością. Ładunek zdetonowany w dolnej części otworu nie ma znaczącego wpływu na energię wyrzutu elementu skały będącego w górnej części ściany eksploatacyjnej. Dlatego też do obliczeń zaleca się przyjmować ograniczoną ilość MW, która oddziałuje na wyrzucany element „A” skały i wypełnia otwór na długości „ l_1 ” równej zabiorowi. Jego maksymalną długość wyznaczają odpowiednio przyjęte parametry geometryczne strzelania (z , a) oraz zapotrzebowanie energii na urobienie jednostki objętości skały „ q ”. Spotykane w literaturze wzory do prognozowania zasięgu rozrzutu zalecają przyjmować całkowitą ilość MW umieszczoną w otworze strzałowym (ładunek skupiony) a ładunek przy strzelaniu w długich otworach strzałowych jest ładunkiem wydłużonym. Warunki jakie przeanalizowano powyżej spełnia wzór Pokrowskiego (6) na obliczenie wielkości rozrzutu wywołanego detonacją MW. Wydaje się zasadne aby do wyznaczenia zasięgu rozrzutu odłamków przyjąć ilość MW w otworze mieszczącą się na długości równej zabiorowi. Należy jednak właściwie ocenić (obliczyć) wskaźnik działania „ n ” dla odpowiednich rejonów strzelania, który może się zmienić nawet dla jednego otworu strzałowego (rys. 6).

Ocena warunków budowy geologicznej rejonu wykonywanych strzelań

Z przeprowadzonych analiz przyczyn zwiększonego zasięgu strefy rozrzutu odłamków w robotach strzałowych do najczęstszych zaliczyć można niewłaściwe rozeznanie budowy geologicznej złoża i zastosowanie nieodpowiedniej technologii strzelania oraz wyznaczenie parametrów strzelania do tych warunków.

Przez technologię strzelań należy rozumieć głównie strzelanie w otworach długich (nachylonych w zakresie 75° do 85°) i strzelanie w otworach krótkich o różnym nachyleniu. Otwory krótkie najczęściej stosowane są jako strzelania pomocnicze do likwidacji progów przyspągowych lub niwelacji spągu. Prace



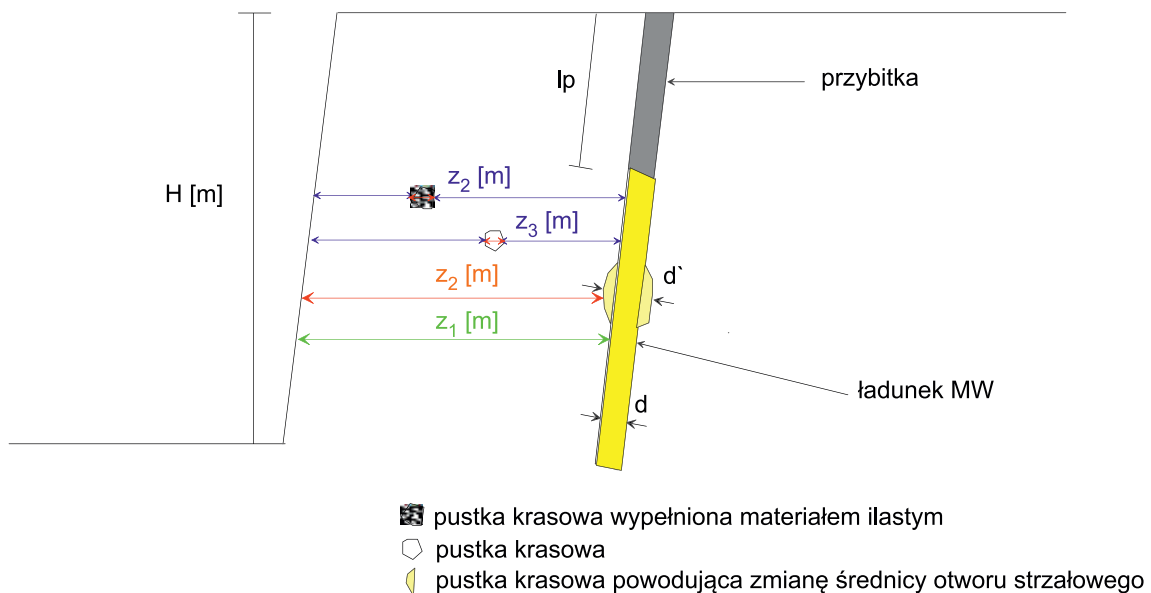
Rys.1. Stożek wyrzutu odłamków skalnych
Fig.1. Rock fragments ejection cone

te stanowią największe zagrożenie rozrzutem odłamków skalnych a ich minimalne strefy według Rozporządzenia Ministra Gospodarki, Pracy i Polityki Społecznej [1] wynoszą do 400 m od miejsca strzelania. Zasięg takiej strefy w wielu przypadkach znacznie ogranicza możliwości urobienia i tym samym wykorzystania złoża.

W dokładniejszym rozeznaniu warunków budowy rejonu złoża, w którym będą prowadzone roboty strzałowe bardzo pomocna jest informacja od osób wykonujących wiercenie otworów strzałowych. Zakłócenia w postępie (wydajnościach) na poszczególnych wysokościach w ścianie wierzonego otworu świadczą o zaburzeniach w budowie (szczeliny, krasy, nieciągłości) rejonu wykonywanych strzelań. Informacje te powinny być na bieżąco przekazywane osobie dozoru nadzorującej strzelania i korygowane (nawet dla poszczególnego otworu). Kolejnym źródłem informacji, który znacząco może wpływać na zasięg rozrzutu jest rzeczywista wielkość zabioru dla poszczególnego otworu strzałowego. Przyczyną lokalnych zmian wielkości zabioru może być występowanie pustek krasowych oraz zarywanie wsteczne (ściana nie jest równoległa do osi

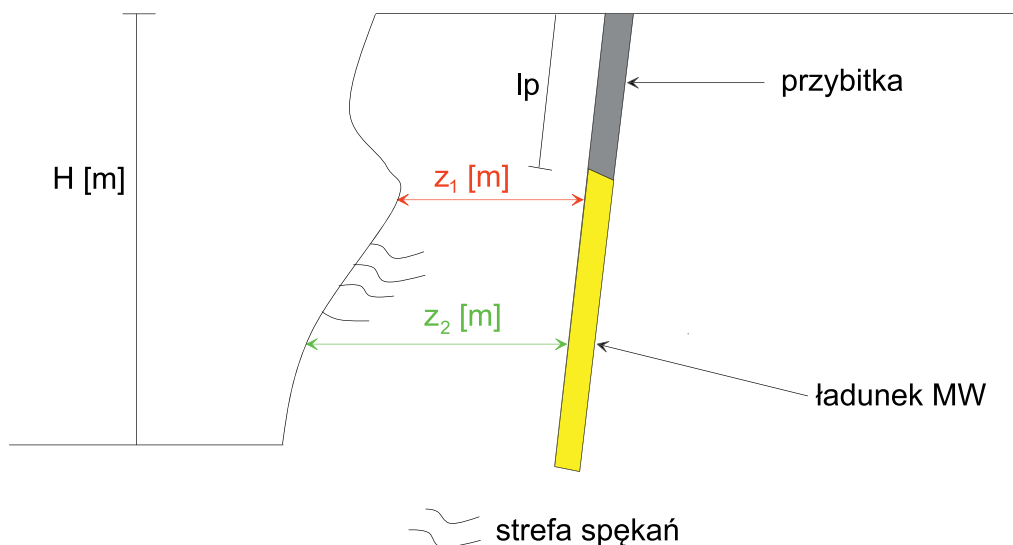
otworu strzałowego). Najczęstsze zakłócenia w budowie złoża pokazano na rysunkach 2 i 3:

Niektóre skały osadowe poddawane są procesom krasowienia co prowadzi do powstawania pustek skalnych. Brak wiedzy o ich lokalizacji może prowadzić do zmiany zabioru i co się z tym wiąże zmiany wskaźnika działania MW, a tym samym zwiększenia rozrzutu. W przypadku tego typu skał powinno być prowadzone rozpoznanie geofizyczne z wykorzystaniem metody georadarowej oraz geofizyki otworowej (profilowania średnicy otworu) poprzedzające wykonywanie prac strzałowych. Obecnie bardzo często stosuje się laserowy monitoring związany z profilowaniem otworów strzałowych (rys. 4). Pożądane byłoby obowiązkowe prowadzenie tego typu pomiarów bezpośrednio po wykonaniu wiercenia. Tego typu rozeznanie górotworu przed wykonaniem strzelania prowadzone jest przez wiele firm (podmiotów) wykonujących roboty strzałowe zlecane w poszczególnych zakładach górniczych. Przykład urządzenia –sondy służącej do przeprowadzania laserowego profilowania otworów przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 2. Wpływ pustki krasowej i innych zaburzeń budowy geologicznej na zmianę wielkości zabioru

Fig. 2. Effect of emptiness karst and other disorders of the geological structure to change the size of burden

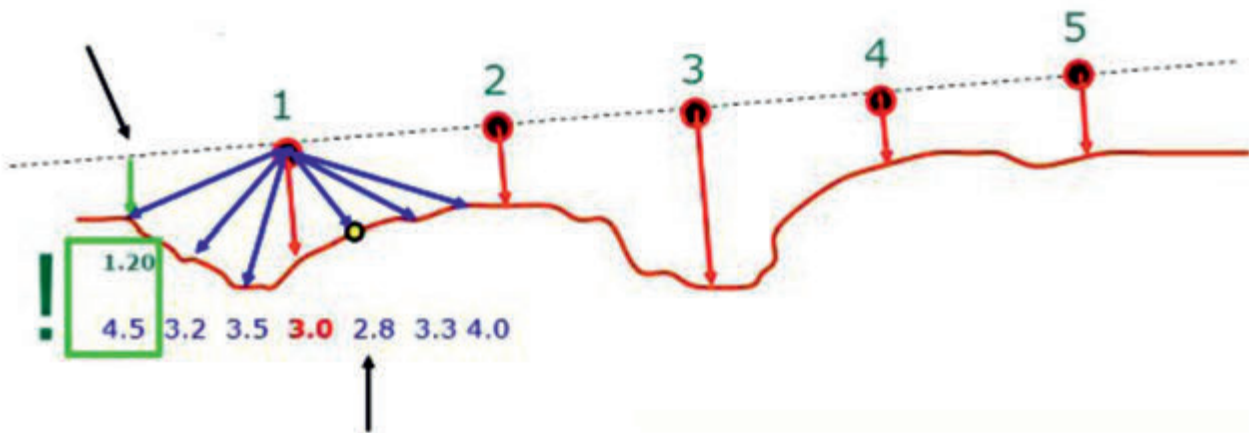


Rys. 3. Wpływ nierówności ściany na zmianę zabioru

Fig. 3. Effect of uneven wall to change burden



Rys. 4. Sonda „Boretrak” wykorzystywana przez firmę Maxam do laserowego profilowania otworów [2]
 Fig. 4. The probe „Boretrak” used by „Maxam” for laser profiling of holes [2]



Rys. 5. Wyznaczanie rzeczywistych wielkości zabiorów przyrządami laserowymi [2]
 Fig. 5. Determination of the actual size of burden by laser devices [2]

Schemat pomiarów wykonywanych z wykorzystaniem sondy Boretrak zaprezentowano na rysunku 5.

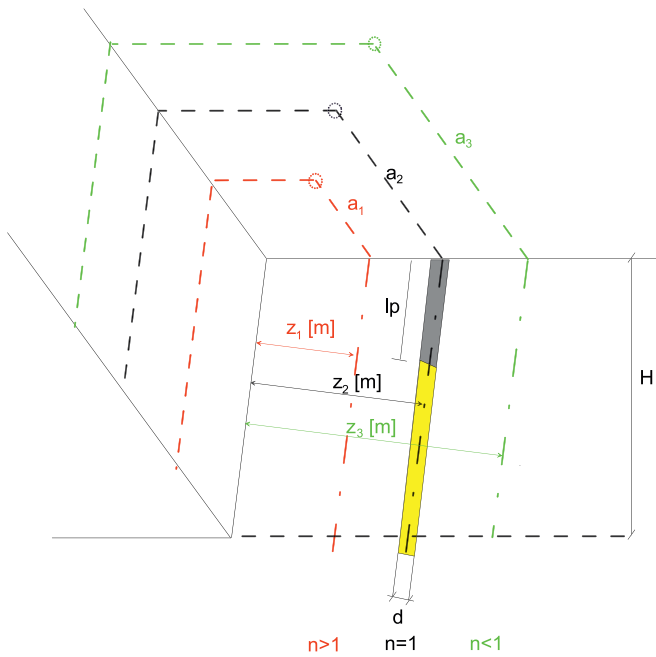
Pomiary wykonane w otworze strzałowym po jego odwierceni pozwalają na detekcję kawern przyczyniających się do zmiany wielkości średnicy otworu. Powoduje to zmianę (zwiększenie) zabioru, co przyczynia się do lokalnej zmiany wielkości wskaźnika działania następstwem czego jest zwiększony rozrzut lub powstawanie progów przyspągowych (w dolnej części otworu). Odpowiednio wczesne rozpoznanie budowy geologicznej wokół otworu strzałowego pozwala na podjęcie działań technologicznych niwelujących skutki lokalnych zaburzeń geologicznych np. stosowanie MW o zmiennych parametrach energetycznych w różnych częściach otworu.

Empiryczne metody wyznaczenie rozrzutu odłamków skalnych

W literaturze spotykanych jest wiele wzorów pozwalających obliczyć strefę rozrzutu odłamków, są one podawane dla ładunków skupionych lub przy strzelaniach inżynierskich. Biorąc pod uwagę istotny wpływ wskaźnika działania „n” na rozrzut wiele wzorów empirycznych zawiera w swojej formule

ten parametr. Promień rozrzutu odłamków jest proporcjonalny do zabioru i zależy od wskaźnika działania „n”. W praktyce wskaźnik „n” wyrażany jest wartością jednostkowego zużycia MW określanego w danych warunkach górniczo-geologicznych. Prawidłowe dobranie wskaźnika jednostkowego zużycia MW „q” [kg/m³] określa wskaźnik działania „n” jaki wystąpi w danych warunkach strzelania. Przeładowanie otworów zwiększoną ilością ładunku MW zmieni wskaźnik działania ($n > 1$) i nastąpi strzelanie z ładunkiem zwiększonym z pełnymi jego skutkami tzn. zbyt dużym rozdrobieniem, zwiększonym zasięgiem rozrzutu, wywołaniem większej fali parasejsmicznej czy PFU.

Podstawowym warunkiem kontroli skutków strzelania jest pojemność otworu strzałowego, który wypełniony jest MW. Prawidłowe powiązanie pojemności załadunku MW otworu „Q” (ilości MW w otworze) z zapotrzebowaniem energii na urobienie „q” powinno być zależnością dla wyznaczenia geometrycznych parametrów strzelania tj. „z” i „a”. Z takiego powiązania ilości MW w otworze należy projektować parametry strzelania, głównie „z” przy prawidłowej ocenie zapotrzebowania energii na urobienie („q” – jednostkowe zużycie MW i założeniu rodzaju ładunku – ładunek normalny, zwiększony lub zmniejszony, którym będzie wykonywane strzelanie).



Legenda

- przybitka
- ładunek MW
- lp - długość przybitki
- H - wysokość ściany
- a - rozstaw otworów $a = n * z$
- $z_3 > z_2 > z_1$ - zabiór
- n=1 - normalny wskaźnik działania MW
- n>1 - zwiększony wskaźnik działania MW
- n<1 - zmniejszony wskaźnik działania MW

Rys. 6. Wpływ zabióru na zmianę wskaźnika działania „n”
Fig. 6. Effect of burden to change the operation indicator „n”

Pojemność otworu strzałowego jest wielkością stałą, zbliżając lub oddalając położenie otworu względem ociosu (zmienia się „z”) wpływa się na rzeczywistą wielkość wskaźnika „q” jednostkowego zużycia MW z pełnymi jego skutkami. Można zatem strzelać ładunkami zmniejszonymi, normalnymi, zwiększonymi, a efekty takich strzelań będą znacząco wpływały na zakresy negatywnego oddziaływania prac strzałowych na otoczenie. Taki sposób postępowania zastosowano dla opracowania technologii urabiania w polskich zakładach górniczych prowadząc urabianie w odległości nawet 70 m od granicy drogi.

Wniosek z tych rozważań jest, by projektując i nadzorując prawidłowość przeprowadzania robót strzałowych uwzględnić zależność:

$$n = \frac{q_{rz}}{q_{ob}} \quad (2)$$

gdzie:

q_{rz} - rzeczywisty wskaźnik zużycia MW oblicza się dzieląc ilość MW w „n-tej” części otworu strzałowego przez faktyczną objętość urabianej skały z analizowanej części otworu [kg/m^3],
 q_{ob} - projektowana ilość MW na urobienie m^3 skały obliczona np. ze wzoru Suchanowa-Kutuzowa [kg/m^3]:

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

gdzie:

q - jednostkowe zużycie materiału wybuchowego [kg/m^3],
 ρ_s - gęstość skały [Mg/m^3],
 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 [$kcal/kg$].

Najczęściej spotykanym w literaturze wzorem bardzo często stosowanym przez służby strzałowe w odkrywkowych zakładach górniczych jest wzór uwzględniający ww. zależności przyjmujący postać:

$$R_r = 20 * n^2 * z \quad (4)$$

gdzie:

R_r - zasięg strefy rozrzutu [m],
 n - wskaźnik działania ładunku MW (określany wg. zależności 2),
 z - zabiór [m].

po przekształceniu wzór ten przyjmuje następującą postać:

$$R_r = 20 * \left[\frac{q_{rz}}{q_{ob}}\right]^2 * z_{rz} \quad (5)$$

gdzie:

R_r - zasięg strefy rozrzutu [m],
 q_{rz} - rzeczywisty wskaźnik zużycia MW obliczamy dzieląc ilość MW w otworze strzałowym przez faktyczną objętość urobionej skały z otworu [kg/m^3],
 q_{ob} - projektowana ilość MW na urobienie m^3 skały obliczona np. ze wzoru Suchanowa-Kutuzowa [kg/m^3]:
 z_{rz} - zabiór rzeczywisty [m].

Do strzelania metodą długich otworów strzałowych zaleca się wykorzystywanie także wzoru Pokrowskiego:

$$R_r = \frac{2}{3} * z * (1 + n^2)^4 \quad (6)$$

gdzie:

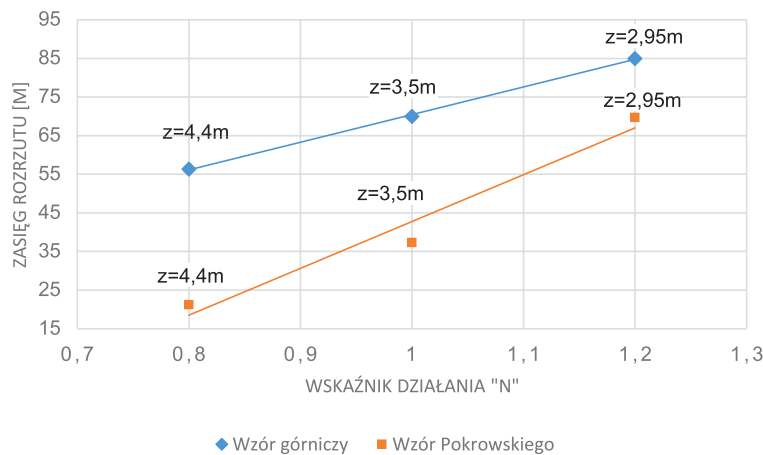
R_r - zasięg strefy rozrzutu [m],
 n - wskaźnik działania ładunku MW [-],
 z - zabiór [m].

Warunkiem skuteczności właściwego prognozowania strefy rozrzutu tym wzorem jest odpowiednia interpretacja wskaźnika działania „n”.

Ocenę stopnia zagrożenia pojawienia się rozrzutu można przeanalizować dla różnych miejsc jakie mogą pojawić się na całej wysokości urabianego ociosu. Analizując np. sytuację, jaką może spotkać na ociosie wyrobiska zaprezentowaną na rysunku 3 widoczna jest zmienność zabióru, a tym samym różna ilość energii nasycenia urabianej strefy. W środkowej części, gdzie występuje mniejsza odległość od środka ładunku do powierzchni odsłonięcia (zabiór) można spodziewać się zwiększonego zakresu rozrzutu pokruszonej skały niż z dolnej jego części. Wyznaczając q_{rz} w tej strefie można ocenić ryzyko powstania zwiększonej strefy zagrożenia rozrzutem. W sytuacji, w której q_{rz} jest większe od q_{ob} występuje zjawisko zwiększonego wskaźnika działania „n”, a tym samym

powiększenie strefy rozrzutu.

Poniżej wykonano symulacje zakresu zmieniającej się strefy oddziaływania rozrzutem dla ładunku Q_z w otworze strzałowym o zadanej średnicy, który oddziałuje na skałę o ograniczonej objętości. Obliczenia przewidywanego zasięgu strefy rozrzutu wykonano przy założeniach: wysokość ściany 15 m, kąt nachylenia otworu 80° , długość przybitki równa zabiorowi – 3,5 m, średnica otworu strzałowego – 105 mm. Do obliczeń przyjęto długość aktywnej części ładunku (mającej bezpośredni wpływ na rozrzut) wynoszącą 3,5 m. Następnie dokonano modelowania wpływu zabioru na wskaźnik działania zwiększając i zmniejszając jego wartość. W ten sposób porównując zabioru obliczeniowe z rzeczywistym otrzymano wartości wskaźnika działania w różnych częściach otworu strzałowego odmienne od zakładanych.



Rys. 7. Zasięg rozrzutu obliczony dla różnych wartości wskaźnika działania „n” przy zmiennym zabiorze
Fig. 7. The range of scatter calculated for different values of operation index „n” at varying burden

Analizując powyższy wykres można dostrzec następujące prawidłowości:

- Najmniejszy rozrzut uzyskano dla wartości wskaźnika „n” poniżej 1. Natomiast przy $n > 1$ rozrzut osiąga wartość maksymalną niezależnie od zastosowanego wzoru obliczeniowego.
- Wskaźnik działania ładunku można łatwo regulować dobierając odpowiedni zabior, a tym samym rozstaw otworów strzałowych. Z punktu widzenia rozrzutu optymalne jest projektowanie robót strzałowych w taki sposób by uzyskać wartość $n < 1$.
- Zmniejszenie zabioru przyczynia się do zwiększenia zasięgu rozrzutu. Mniejsza objętość urabianej calizny skalnej (wynikając z mniejszego zabioru) powoduje wzrost wartości zużycia jednostkowego (ta sama ilość MW urabia mniejszą objętość skały), a tym samym przesylenie energetyczne urabianego ośrodka. Nadwyżka energii przekraczającej zapotrzebowanie ośrodka skalnego intensyfikuje rozrzut odłamków.
- Dla wartości $z=4,4$ m przy wskaźniku $n=0,8$ wyliczono wielkość rozrzutu na podstawie wzoru górniczego (4) wynoszącą 21,2 m. Przy zabiorze wynoszącym $z=2,95$ m wskaźnik działania przyjął wartość $n=1,2$ a wielkość rozrzutu wzrosła ponad trzykrotnie w stosunku do pierwotnej wartości osiągając $R=69,7$ m.
- Podobną zależność zaobserwowano wykonując obliczenia rozrzutu według wzoru Pokrowskiego (6). Dla wartości

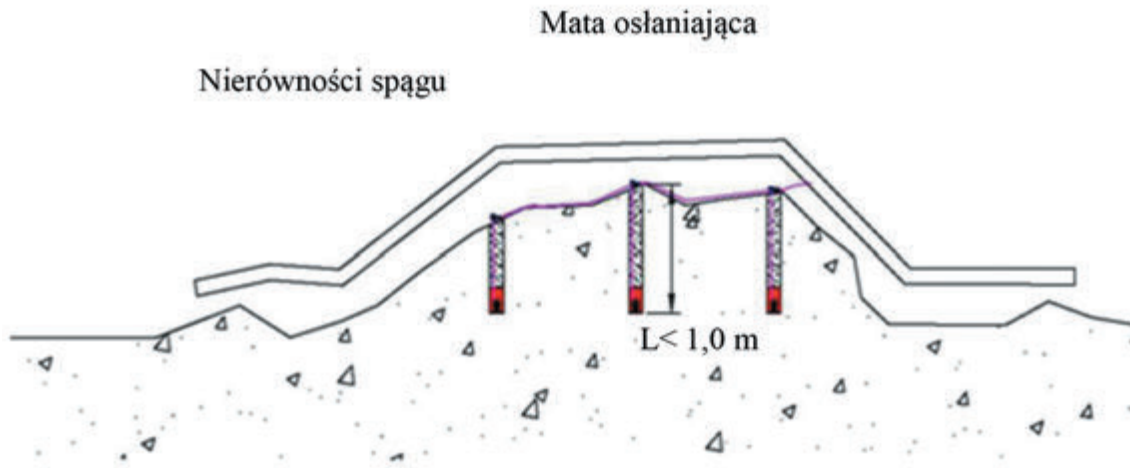
$z=4,4$ m przy wskaźniku $n=0,8$ wyliczono wielkość rozrzutu wynoszącą 56,3 m. Przy zabiorze wynoszącym $z=2,95$ m wskaźnik działania przyjął wartość $n=1,2$ a wielkość rozrzutu wzrosła do $R=84,96$ m.

- Zasięg rozrzutu obliczony na podstawie wzoru (4) przy zmieniającym się zabiorze i wskaźniku działania w przedziale 0,8-1,2 wykazuje znacznie większe wahania (wzrost zasięgu rozrzutu o ponad 300%) niż dla analogicznych wartości wyliczonych ze wzoru Pokrowskiego (6) (około 18%). Dlatego szacując maksymalny możliwy zasięg rozrzutu dla bezpieczeństwa należałoby przyjmować wartości uzyskane z wariantu skrajnie niekorzystnego.

Prowadzenie prac strzałowych w progach przyspągowych

Innym rodzajem występowania zagrożenia rozrzutem odłamków jest strzelanie w progach przyspągowych lub niwelowanie nierówności w spągu (niwelacja spągu). Strzelania takie wykonuje się najczęściej otworami krótkimi. Górotwór w tych rejonach jest już popękany z poprzednich **nieudanych strzelań** i stanowi zwiększony stopień zagrożenia rozrzutem. Najczęściej w takich strzelaninach dla ograniczenia zakresu strefy oddziaływania rozrzutem należy umieścić ładunek MW w dolnych częściach otworu z zachowaniem **długości przybitki „l_p” nie mniejszej niż 30 średnic otworu**. Nie zawsze jest to możliwe z uwagi np. na wysokość likwidowanego progę, różne jego wysokości, trudności w nawierceniu otworu pod kątem większym od 45° . Wiercenie otworów takimi samymi średnicami koronek jak otwory technologiczne wymusza ładowanie do nich większych ilości MW (pojemność otworu). Dlatego do likwidacji progów, czy niwelacji spągu powinno się stosować mniejsze średnice (do 50 mm). Będzie to warunkować zmniejszenie ilości MW w otworze (wskaźnik działania $n \leq 1$). Uwzględniając także dużą niewiadomą stopnia wtórnego popękania górotworu w rejonie progę zmniejszy się zagrożenie zasięgiem rażenia odłamkami.

Z doświadczeń z przeprowadzania takich strzelań wynika, że zakres rozrzutu jest zawsze większy od prognozowanego. Dla takich strzelań zaleca się stosowanie okryw bezpośrednio na miejsca detonowanych ładunków (rys. 9 i 10). Taki sposób zabezpieczania przed skutkami rozrzutu powinien być po-



Rys. 8. Środki profilaktyki przeciwyrzutowej stosowane przy likwidacji progów przyspągowych
 Fig. 8. Preventive measures against rock ejection used for the elimination of thresholds



Rys. 8. Środki profilaktyki przeciwyrzutowej - okrywy
 Fig. 8. Preventive measures against rock ejection - cover

wszechnie zalecany przez nadzór górniczy dla każdego zakładu górniczego.

Często prowadzone są roboty strzałowe w bardzo bliskiej odległości od obiektów budowlanych. Sposób wykonania przybitki oraz stosowanie odpowiednich zabezpieczeń przed negatywnym oddziaływaniem detonacji na otoczenie powinien być szczególnie przeanalizowany. Prognozowanie parametrów energetycznych strzelania należy wykonywać przy założeniu stosowania ładunków zmniejszonych ($n < 1$). Zasięg strefy rozrzutu można ograniczyć stosując bezwzględnie okrywy, a wielkość ładunku z uwagi na oddziaływanie fal parasejsmicznych i sposób oddziaływania (strzelanie zwłoczne) odpowiednio dobrać do warunków lokalnych.

Podsumowanie

Pomimo pewnej nieprzewidywalności zjawiska rozrzutu wynikającej z jego natury istnieje wiele działań technicznych, technologicznych i organizacyjnych pozwalających redukować, a niekiedy całkowicie kontrolować rozrzut. Parametry

energetyczne i geometryczne MW można modyfikować poprzez m. in. zmianę zabioru i zużycia jednostkowego w celu uzyskania pożądanych efektów technologicznych w danych warunkach geologiczno-górniczych. Największym wyzwaniem jest budowa geologiczna rejonu złoża, która bardzo często jest słabo rozpoznana i której parametrów nie da się zmienić. Dlatego pożądane jest prowadzenie rozpoznania na etapie wierzeń w celu wykrycia zmian średnic otworów strzałowych i innych niepożądanych zjawisk oraz lokalnych zaburzeń budowy geologicznej wpływających na parametry strzałowe MW. Innym rodzajem działań jest stosowanie środków ochrony przeciwyrzutowej m.in. okrywy w przypadku prowadzenia prac strzałowych przy likwidacji progów przyspągowych lub stosowanie ładunków rozczłonkowanych (w rejonie zagrożonym pustką powietrzną) lub wypełnienia przybitką. W terenie cechującym się wyższym współczynnikiem zmienności konieczne staje się wykorzystanie metod geofizycznych (metody georadarowe, sejsmika refrakcyjna) do lokalnego rozpoznania budowy obszaru prowadzenia prac strzałowych.

Literatura

- [1] Rozporządzenie Ministra Gospodarki, Pracy i Polityki Społecznej z dnia 1 kwietnia 2003 r. w sprawie przechowywania i używania środków strzelowych i sprzętu strzelowego w zakładach górniczych (Dz. U. Nr 72 poz. 655)
- [2] http://www.maxam.net/civil_explosives/pl/poland - strona internetowa firmy Maxam Polska S. p z. o.
- [3] Korzeniowski J., Onderka Z., *Roboty strzelnicze w górnictwie odkrywkowym*. Wydawnictwa i Szkolenia Górnicze, Wrocław 2006
- [4] Morawa R., Onderka Z., *Górnictwo i sprzęt strzelowy*, Agencja Wydawniczo-Poligraficzna ART-TEKST, Kraków 2013
- [5] Morawa R., Lewicki J., *Możliwości sterowania koncentracją energii MW w otworze strzałowym*. Materiały Konferencji „BlastingTechniques”, Słowacja 2008
- [6] Morawa R., Barański K., *Opracowanie optymalnej technologii urabiania robotami strzałowymi dla możliwości zmniejszenia normatywnej strefy rozrzutu odłamków przy strzelaniu długimi otworami w Zakładzie Górniczym „Rigips – Stawiany” - kopalnia gipsu „Borków”*. Kraków 2014
- [7] Morawa R., Pyra J., Sołtys A., *Technologia wykonywania robót strzałowych dla zmniejszenia strefy rozrzutu podczas strzelania otworami strzałowymi zwykłymi pionowymi i odchylonymi od pionu nie więcej niż o 20°, poziomymi i pozostającymi*. Kraków 2013



Jordanów Stary Łom