

**Zeszyty Naukowe***Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią
Polskiej Akademii Nauk*

rok 2017, nr 101, s. 247–264

Józef PYRA*, Michał DWORZAK**, Andrzej BIESSIKIRSKI*,
Michał TWARDOSZ**, Paweł KŁÓSKO***

Prognozowanie zasięgu strefy rozrzutu odłamków skalnych dla robót strzałowych w kopalniach odkrywkowych

Streszczenie: Prowadzenie eksploatacji z wykorzystaniem materiałów wybuchowych w odkrywkowych zakładach górniczych wiąże się z szeregiem zagrożeń, które należy uwzględnić w trakcie prowadzenia robót strzałowych oraz na etapie ich projektowania. Odpowiednio zaprojektowane i starannie wykonane roboty zapewniają kontrolę nad tymi zagrożeniami oraz pozwalają na przewidzenie zasięgu i intensywności ich oddziaływania na otoczenie. Jednym z zagrożeń jest rozrzut odłamków skalnych, niebezpieczny dla załogi i maszyn pracujących w zakładzie górniczym, a także otoczenia kopalni. Jest to zagrożenie niezwykle istotne, lecz trudne do jednoznacznego oszacowania. Na przestrzeni lat opracowano wiele sposobów analitycznego wyznaczenia poziomu tego zagrożenia. Część opracowanych zależności opiera się na wynikach badań terenowych, zaś część na teoriach z zakresu fizyki i balistyki.

Na wielkość strefy rozrzutu ma wpływ szereg czynników geologiczno-górnictwowych. Część z nich na chwilę obecną, dzięki coraz szerzej rozpowszechnianym narzędziom geodezyjnym, tj. skaner laserowy, czy urządzenie typu Boretrak, możemy bardzo precyzyjnie zmierzyć (geometria ociosu, dewiacja otworów strzałowych, rzeczywisty zabiór), a niektóre tylko oszacować (m.in. występowanie ukrytych przerostów gliny lub krasów na podstawie raportów z pracy wiertnicy lub zwiercin). W artykule zaprezentowano wybrane czynniki, które wpływają na zasięg strefy oraz sposoby ich minimalizacji. Ponadto opisano wybrane metody i wzory empiryczne do szacowania zasięgu strefy oraz zaprezentowano zmienność wartości szacowanych w zależności od zmiany parametrów siatki otworów strzałowych oraz użytych środków strzałowych. W artykule dokonano również przedstawienia wybranych rozwiązań numerycznych w zakresie szacowania zasięgu rozrzutu odłamków skalnych. Algorytmy te pozwalają na wstępną ocenę dynamiki rozrzutu odłamków dla zadanych warunków brzegowych, co może stanowić perspektywiczny kierunek rozwoju aktualnie stosowanej metodologii.

Słowa kluczowe: rozrzut odłamków skalnych, zagrożenia, roboty strzałowe, górnictwo odkrywkowe

* Dr inż., ** Mgr inż., *** Inż., AGH Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Kraków.

Predicting the flyrock zone radius for blasting works in open cast mines

Abstract: Conducting exploitation using explosives in open pit mines involves a number of risks that have to be addressed during the designing of blasting operations. Thoroughly designed and carefully executed blasting works provide a control over these hazards and allow for proper assessment of their impact on the nearby environment. One of those dangers is the flyrock dispersion, dangerous for the crew and machines working in the open cast mines, as well as the nearby surroundings. This is an extremely important threat but difficult to unequivocally estimate. Over the years many analytical methods have been developed to determine the level of this threat. Several developed dependence relations are based on the results of field tests, and some are based on the theories of physics and ballistics science. The size of the flyrock zone is affected by a number of geological -mining factors. At the present time, some of these risks, thanks to increasingly popular geodetic instruments such as a laser scanner or a borehole-deviation measurement system (eg Borettrak®), can be measured very precisely (the geometry of the free face, the deviation of the blast hole, the actual burden), and some only estimate (including the occurrence of hidden clay or karst overgrowth on the basis of drilling reports or bore dust). The article presents selected factors influencing the range of the flyrock zone and ways of minimizing them. In addition, selected methods and empirical models have been described for estimating the range of the flyrock zone and the variability of the estimated values based on the variation of the blast-pattern parameters and used blasting units. The article also presents selected numerical solutions for estimating the flyrock range. These algorithms allow for an initial evaluation of shear scatter dynamics for given boundary conditions, which may be a prospective development direction of the currently applied methodology.

Keywords: flyrock, hazards, blasting works, open pit mining

Wprowadzenie

Odsparzanie skał z wykorzystaniem materiałów wybuchowych (MW) jest obecnie podstawowym sposobem urabiania w odkrywkowych kopalniach surowców skalnych. Używanie środków strzałowych pozwala na bardzo wydajną eksploatację surowca, lecz oddziałuje na środowisko i niesie ze sobą szereg zagrożeń. Jednym z nich jest rozrzut odłamków skalnych, niebezpieczny dla załogi i urządzeń w zakładzie górniczym oraz w jego otoczeniu. Jest to zagrożenie niezwykle istotne, lecz trudne do jednoznacznego oszacowania.

Zasięg strefy rozrzutu określają odpowiednie przepisy górnicze, które dotyczą wszystkich kopalń odkrywkowych, niezależnie od rodzaju złóż i surowców, używanych środków strzałowych oraz lokalnych warunków geologiczno-górnicych. Z powyższych względów, w danej kopalni zasięg rozrzutu może być znacznie większy lub mniejszy od wielkości podanych w przepisach. Promień strefy zagrożenia ze względu na rozrzut odłamków skalnych przyjmuje się z tabeli 2 załącznika nr 4 Rozporządzenia Ministra Energii z 9 listopada 2016 (Dz.U. z 2017, poz. 321 – data wejścia w życie: 01.07.2017).

Przy szacowaniu zasięgu rozrzutu należy uwzględniać takie czynniki jak struktura, rodzaj, ciężar i wytrzymałość oraz budowa urabianej skały, a także stosowane parametry robót strzałowych (Barański i Morawa 2015; Hałat i Morawa 2007). Ponieważ wielkość odpalanych ładunków MW, rodzaj stosowanych MW oraz technologia robót strzałowych charakteryzują się zmiennymi czynnikami, to zgodnie z treścią Rozporządzenia (Dz.U. z 2017, poz. 321), zasięg tego oddziaływania może być zmieniony na podstawie opinii rzeczoznawcy.

1. Charakterystyka rozrzutu odłamków skalnych

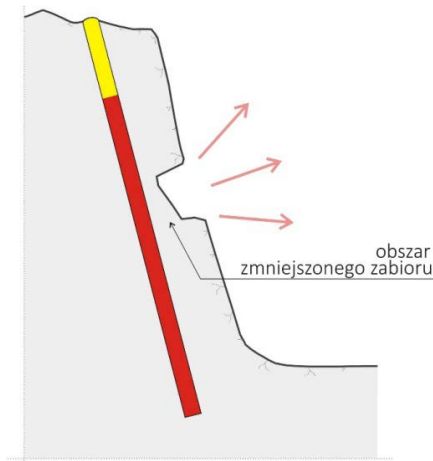
Rozrzut odłamków skalnych jest zjawiskiem wyrzucenia fragmentów odspojonych od calizny skał na znaczne odległości od miejsca wykonywania robót strzałowych. Na skutek detonacji MW w otoczeniu otworów strzałowych dochodzi do przemieszczenia odspojonych fragmentów skał. Przede wszystkim następuje ruch całej odspojonej masy skalnej w kierunku poziomym. Przy prawidłowo zaprojektowanym i starannie przeprowadzonym odpalaniu serii ładunków MW, ruch ten nie powinien stwarzać żadnego zagrożenia. Odległość na jaką odrzucone zostaną masy skalne zależy przede wszystkim od jednostkowego zużycia MW (Barański i Morawa 2015). Badania pokazują, że zastosowanie ładunku $0,2 \text{ kg/m}^3$ nie powoduje ruchu skał, a jedynie ich kruszenie. Dla ładunku $0,4 \text{ kg/m}^3$ odspojone masy skalne odrzucane są na około 20–30 m, co jest odległością pozwalającą na efektywny załadunek urobku (Onderka i in. 2003, Winzer i in. 2016).

Oprócz spodziewanego ruchu odspojonych mas skalnych na skutek detonacji MW dochodzi do rozrzutu odłamków, które mogą zostać wyrzucone na znaczne odległości i stanowią zagrożenia dla ludzi, maszyn i obiektów znajdujących się w ich zasięgu. Odłamek skalny zdefiniować można jako każdy fragment skały, który przemieścił się tam, gdzie nie powinien (Darling 2011). Ponieważ rozpędzone odłamki skalne stanowią bezpośrednie zagrożenie życia pracowników znajdujących się w ich zasięgu, zagrożenie to powinno być brane pod uwagę w sposób szczególny podczas analizowania kwestii bezpieczeństwa przy wykonywaniu robót strzałowych.

1.1. Czynniki wpływające na zwiększenie zasięgu strefy rozrzutu odłamków skalnych

Zasięg strefy rozrzutu jest uzależniony od szeregu czynników, które w odpowiednich warunkach są możliwe do określenia na drodze pomiarów, a tym samym można zastosować działania, które uchronią przed zwiększeniem jego zasięgu. Aby określić, jakie parametry powinny zostać zmierzone niezbędne jest zidentyfikowanie czynników, które mogą być przyczyną zwiększonego zagrożenia. W przypadku rozrzutu odłamków skalnych do najważniejszych czynników należą:

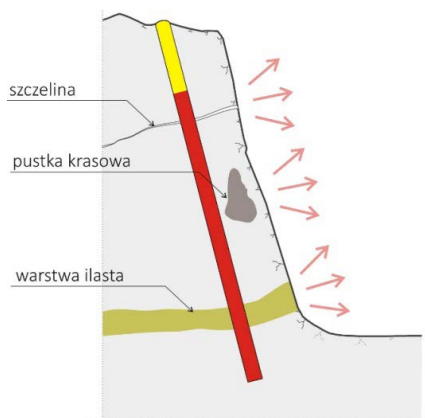
- źle określony zabiór – odpowiednie obliczenie zabioru oraz odległości między poszczególnymi otworami pozwala na znaczne ograniczenie rozrzutu odłamków skalnych. Obliczenia powinny uwzględniać średnicę otworu, właściwości urabianych skał oraz oczekiwane rozdrobnienie urobku. Niekiedy, pomimo dobrze obliczonego zabioru, występuje problem z jego prawidłowym wyznaczeniem bezpośrednio w miejscu planowanych robót strzałowych (rys. 1). Związane jest to z geometrią ociosu uzyskaną po poprzednim strzelaniu, gdyż na różnych wysokościach piętra mogą występować różne zabioły rzeczywiste i niekiedy może to prowadzić do nadmiernego rozrzutu ze strefy zmniejszonego zabioru tworząc tzw. efekt krateru (ang. *crater effect*), co stanowi źródło odłamków (Bhandari 1997);



Rys. 1. Nierówności ociosu mogące wpływać na zwiększenie rozrzutu (Bhandari 1997)

Fig. 1. Unevenness of crest face may increase fly-rock dispersion

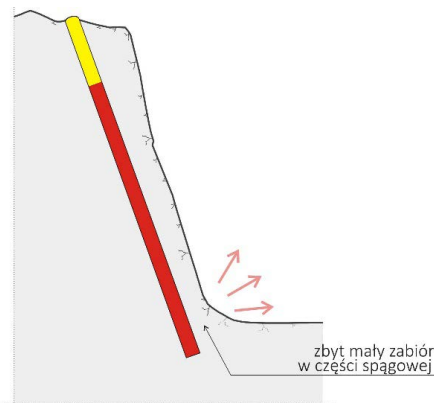
- źle wyznaczone jednostkowe zużycie MW – odległość na jaką zostanie wyrzucony odłamek zależy od wielkości zastosowanego ładunku w korelacji z objętością (czasami pod uwagę brana jest masa) urabianego ośrodka skalnego. Z tego faktu wynika, że użycie zbyt dużego ładunku (czyli przeładowanie otworów) może być źródłem rozrzutu odłamków lecących na znaczne odległości;
- nierozpoznana budowa geologiczna – źródłem nadmiernego rozrzutu odłamków mogą być zaburzenia w budowie geologicznej złoża, takie jak szczeliny, pustki krasowe czy nieciągłości. Wystąpienia takich zaburzeń wywołuje nierównomierne rozłożenie energii detonacji w obrębie skał otaczających ładunek MW. Uwalniające się przy detonacji MW gazy pod wysokim ciśnieniem trafiając na strefę o niższej wytrzymałości powodują wyrzucenie znacznej ilości odłamków (rys. 2).



Rys. 2. Zaburzenia geologiczne mogące wpływać na zwiększenie rozrzutu (Bhandari 1997)

Fig. 2. Geological abnormalities increase fly-rock dispersion

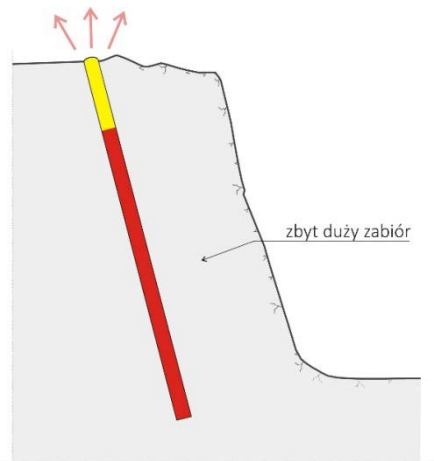
- dewiacja otworu strzałowego – staranne wiercenie otworów strzałowych zapewnia osiągnięcie planowanego zaboru i odległości między otworami. Nieodpowiednie wiercenie może spowodować dewiację otworu, w rezultacie zmieniając rzeczywiste wartości zaboru i odległości między otworami. Zbyt małe odległości mogą prowadzić do rozrzutu odłamków skalnych (rys. 3). Najczęstszą przyczyną występowania dewiacji otworów strzałowych jest niedostosowanie wiertnicy i jej parametrów do danego rodzaju skały, np. zbyt duży postęp wiercenia w skałach bardzo zwięzłych;



Rys. 3. Zmniejszenie rzeczywistego zaboru na skutek dewiacji otworu (Bhandari 1997)

Fig. 3. Blasthole deviation as a cause of decreased burden

- źle wykonana przybitka – zadaniem przybitki jest ograniczenie możliwości ujścia gazów z otworu strzałowego, co spowodowałoby zmniejszenie pracy wykonanej przez MW użytą na rozkruszenie ośrodka skalnego. Zbyt krótka przybitka albo wykonana z materiału, który się słabo klinuje spowoduje nieutrzymanie gazów i może zostać wyrzucona z otworu z dużą prędkością (rys. 4). Okruchy o średnicy



Rys. 4. Zbyt krótka przybitka mogąca wpływać na strefę rozrzutu (Bhandari 1997)

Fig. 4. The short stemming of a blast hole may enlarge a fly rock zone

większej niż 10 mm mogą zostać wyrzucone na większe odległości, niż materiał o drobniejszych ziarnach (Bhandari 1997).

Roboty strzałowe pomocnicze stwarzają zazwyczaj podwyższone ryzyko wystąpienia ponadnormatywnego rozrzutu. Do tego typu prac zaliczamy: likwidację progów przyspągowych, niwelację spągu czy rozdrabnianie brył ponadwymiarowych.

2. Wybrane metody określania strefy rozrzutu odłamków skalnych

Dla wyznaczenia strefy zagrożenia rozrzutem odłamków skalnych niezbędne jest oszacowanie maksymalnej odległości, na jaką mogą zostać wyrzucone odłamki. Przez lata prowadzone były badania empiryczne i teoretyczne pozwalające na przybliżenie tej odległości. Ponieważ na zasięg i tor lotu odłamka wpływa wiele czynników, takich jak m.in. budowa skały, sytuacja terenowa, opory powietrza i wpływ wiatru, sposób strzelania i dokładność wykonywania robót (Onderka i in. 2003; Winzer i in. 2016), z których niektóre trudno jest jednoznacznie uwzględnić w obliczeniach, uzyskane wartości maksymalnej odległości osiągniętej przez odłamki zawsze będzie obarczone pewnym błędem.

2.1. Metoda szwedzka (Lundborg)

W literaturze anglojęzycznej wymienia się przede wszystkim dwie metody obliczania zasięgu rozrzutu. Obie z nich pozwalają na przybliżenie maksymalnej odległości rozrzutu na podstawie obliczonej prędkości początkowej odłamków. Metoda szwedzka, opracowana przez Lundborga i Perssona bazuje na quasi-empirycznym podejściu do określania zasięgu rozrzutu odłamków skalnych. Wykorzystując badania z użyciem aparatów fotograficznych do szybkich ujęć oraz prowadząc teoretyczne obliczenia, uzyskano wzór na prędkość początkową odłamków pochodzących z odpalonych serii, w których wystąpił „efekt krateru” (Jimeno i in. 1995):

$$v_0 = \frac{10D \cdot 2600}{T_b \cdot \rho_r} \quad (1)$$

gdzie:

- v_0 – prędkość początkowa [m/s],
- D – średnica otworu strzałowego [cal],
- T_b – rozmiar odłamków skalnych [m],

$$T_b = 0,1 \cdot D^{2/3} \quad (2)$$

ρ_r – gęstość skały [kg/m^3].

Wykorzystując równania trajektorii balistycznej oraz biorąc pod uwagę zależność wartości wyrażenia $v_0 \cdot T_b \cdot \rho_r$ od średnicy otworu strzałowego oblicza się maksymalną odległość, na jaką mogą zostać wyrzucone odłamki:

$$L_{max} = 260 \cdot D^{2/3} \quad (3)$$

Jeśli roboty strzałowe zostały zaprojektowane w sposób prawidłowy, wyniki otrzymane z powyższych wzorów mogą okazać się przeszacowane. Trzeba jednak pamiętać, że odłamki związane z zaistnieniem „efektu krateru” (stożka wyrzutu) wyrzucane są na odległości znacznie większe, niż przy typowym strzelaniu, co zostało potwierdzone badaniami terenowymi (Jimeno i in. 1995).

2.2. Metoda amerykańska (Roth)

Metoda amerykańska, opracowana przez Rotha w 1979 r. opiera się na równaniu Gurney’ a, służącym do obliczenia początkowej prędkości odłamków nadanej im przez działanie materiału wybuchowego (Roth 1979):

$$v_o = \sqrt{2E} \cdot f \left(\frac{q_l}{m_l} \right) \quad (4)$$

gdzie:

- v_o – prędkość początkowa [m/s],
- $\sqrt{2E}$ – stała Gurney’ a – charakterystyczna dla danego MW, posiada wymiar prędkości,
- q_l – koncentracja MW na jednostkę długości,
- m_l – całkowita masa urobionych skał na jednostkę długości.

Wyrażenie $\sqrt{2E'}$ jest mniejsze od $\sqrt{2E}$, ponieważ kierunek detonacji jest styczny do ośrodka skalnego. Dlatego dla większości materiałów wybuchowych stosowanych w górnictwie sugerowane jest przybliżenie wartości $\sqrt{2E'} = VD/3$, gdzie VD jest prędkością detonacji MW (Roth 1979). Dodatkowo, uwzględniając straty energii pojawiające się w czasie wyrzutu odłamków, wzór (4) należy zmodyfikować o dodatkowe wielkości:

$$v_0^2 = 2 \cdot E' \cdot \left(\frac{q_l}{m_l} \right) \cdot \left(1 - \frac{K_1 \cdot E_s + K_2 \cdot E_j}{E'} \right) - 2K_3 \cdot E_r \quad (5)$$

gdzie:

- E_s – energia sejsmiczna generowana na jednostkę ciężaru MW,
- E_j – energia potrzebna do skruszenia skały na jednostkę ciężaru skały,
- E_r – energia absorbowana przez odłamek na jednostkę ciężaru skały,
- K_1, K_2, K_3 – stałe proporcjonalności.

Dla różnych typów skał wyrażenie v_0^2 można przedstawić w formie przybliżonej (Roth 1979):

→ wapień, dolomit

$$v_0^2 = 3 \cdot 10^6 \left(\frac{q_l}{m_l} \right) - 200 \quad (6)$$

→ granit

$$v_0^2 = 3,487 \cdot 10^6 \left(\frac{q_l}{m_l} \right) - 584 \quad (7)$$

Podstawiając wyznaczone wartości prędkości do równań trajektorii balistycznych możliwe jest obliczenie teoretycznego maksymalnego zasięgu dla pojedynczego otworu.

Korzystając z równania balistycznego, odległość pozioma przebyta przez odłamek wynosi:

$$d = \frac{v_0^2}{g} \sin 2\alpha \quad (8)$$

gdzie:

- g – przyspieszenie ziemskie,
- α – kąt, pod jakim wyrzucony został odłamek – największa odległość osiągnięta jest dla $\alpha = 45^\circ$ ($\sin 2\alpha = 1$).

Dotychczasowe obserwacje rzeczywiste wskazują, że wartości prędkości otrzymane obliczeniowo przez Rotha okazują się około 1,6 razy większe niż zaobserwowane podczas badań terenowych (Bhandari 1997).

2.3. Metoda Pokrowskiego

W literaturze polskiej pojawia się szereg innych wzorów, pozwalających na wyznaczenie strefy zasięgu rozrzutu odłamków skalnych. Przykładem może być wykorzystywany przede wszystkim przy prowadzeniu robót strzałowych w budownictwie (Lewicki 2004), lecz znajdujący także zastosowanie w górnictwie skalnym wzór Pokrowskiego (Grześkowiak i Patla 2016):

$$R_r = \frac{2}{3} \cdot z \cdot \left[1 + \left(2200 \cdot \frac{Q_0}{\gamma \cdot z^3} \right)^{2/3} \right]^4 \quad (9)$$

gdzie:

- R_r – zasięg rozrzutu [m],
- z – zabiór [m],
- Q_0 – ładunek MW w otworze strzałowym [kg],
- γ – gęstość objętościowa skały [kg/m^3].

Obliczony z wykorzystaniem powyższego wzoru zasięg jest jedynie przybliżoną wartością, ponieważ na odłamek materiału ośrodka działa nie tylko ładunek znajdujący się

najbliżej, lecz także z kolejnych ładunków sąsiednich. W praktyce sprawdzony jest sposób korygowania wielkości zasięgu uwzględniający sąsiednie ładunki. Wykładniczy wzrost wartości z^3 sprawia, że istotny wpływ mają tylko ładunki najbliższe, więc najczęściej za wielkość rozrzutu przyjmuje się wyniki otrzymane z pierwszego przeliczenia wzorem Pokrowskiego, ewentualnie powiększone o 20% (Lewicki 2004).

W pracach (Barański i Morawa 2015; Morawa i Zawadziński 2013) przedstawiane są liczne wzory wywodzące się z literatury rosyjskiej, które również można stosować do szacowania zasięgu rozrzutu odłamków skalnych. Jak podają autorzy, mają one tylko lokalne zastosowanie i wartości prognostyczne uzyskane w wyniku ich zastosowania mają dużą rozbieżność.

2.4. Metody oparte na wskaźniku działania ładunku

W literaturze możliwe jest również odnalezienie wzorów opierających się na wskaźniku działania n . Wskaźnik ten określa się jako stosunek rzeczywistego, jednostkowego zużycia materiału wybuchowego, obliczonego jako masa MW w otworze strzałowym, podzielona przez rzeczywistą objętość urobionych skał z pojedynczego otworu i projektowanej masy MW potrzebnej do urobienia jednego m^3 ośrodka skalnego (Morawa i Zawadziński 2013):

$$n = \frac{q_{rz}}{q_{ob}} \quad (10)$$

gdzie:

- n – wskaźnik działania ładunku,
- q_{rz} – rzeczywiste jednostkowe zużycia MW [kg/m^3],
- q_{ob} – projektowana masa MW do urobienia jednego m^3 ośrodka skalnego.

Jednym z najczęściej spotykanych wzorów jest tzw. wzór górniczy (Morawa i Zawadziński 2013):

$$R_r = 20 \cdot n^2 \cdot z \quad (11)$$

gdzie:

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

Inne wzory pozwalające na obliczenie zasięgu rozrzutu, które opierają się na wskaźniku działania to:

$$R_r = \frac{2}{3} \cdot z_{rz} \cdot (1 + n^2)^4 \quad (12)$$

gdzie:

- z_{rz} – rzeczywisty zabiór [m].

$$R_r = \left(\frac{\infty \cdot k_w}{v} \right)^{2/3} \cdot Q_o^{1/3} \quad (13)$$

gdzie:

- R_r – zasięg stref rozrzutu [m],
- ∞, k_w – współczynniki zależne od warunków górniczo-geologicznych w miejscu wykonywania robót strzałowych. W literaturze zalecane jest przyjęcie: $\infty = 177-210$, $k_w = 1,5-1,9$,
- Q_o – masa ładunku w otworze strzałowym [kg],
- v – prędkość początkowa lotu odłamka obliczona ze wzoru:

$$v = \sqrt{\frac{2}{3} \cdot z \cdot q (1 + n^2)} \quad (14)$$

gdzie:

- z – zabiór [m],
- q – jednostkowe zużycia [MW kg/m³],
- n – wskaźnik działania ładunku [MW].

3. Wybrane metody ograniczenia zasięgu rozrzutu

W trakcie wykonywania robót wiertniczych niezwykle istotne jest prowadzenie otworu pod odpowiednim, zaprojektowanym wcześniej kątem i dołożenie wszelkich starań aby wyeliminować możliwość wystąpienia zjawiska dewiacji otworu. Niestarannie wykonany otwór może wpłynąć na rzeczywistą wielkość zabioru, a zbyt mały zabiór powoduje znaczny rozrzut (Bhandari 1997; Olofsson 1990). Równie istotne jest wykrywanie zaburzeń geologicznych, takich jak pustki krasowe czy przewarstwienia, które stwarzają zagrożenie nadmiernym rozrzutem. Dlatego przed podjęciem robót strzałowych należy wykonać odpowiednie rozpoznanie geofizyczne, np. z wykorzystaniem metody georadarowej oraz geofizyki otworowej (Bhandari 1997).

Przed wykonaniem odstrzału należy upewnić się, że w pobliżu wykonywania robót nie pozostały luźne fragmenty skał z poprzednich odstrzałów. Odległości, na jakie mogą zostać wyrzucone takie odłamki są znacznie większe niż zasięg rozrzutu odłamków powstających w czasie wykonywania prawidłowego odstrzału (Olofsson 1990).

W przypadku stosowania dużych ładunków w dolnej części otworu, rozrzut odłamków można ograniczyć, zostawiając część urobionych po wcześniej odpalanej serii pod ociosem (Gustafsson 1973).

W wyjątkowo trudnych sytuacjach, kiedy roboty strzałowe wykonuje się w pobliżu chronionych obiektów, można zastosować okrywy zabezpieczające przed rozrzutem (Barański i Morawa 2016). Okrywy podzielić można na okrywy częściowe (ang. *fragment protective covering*) i ciężkie (ang. *heavy covering*). Odpowiednie ułożenie okryw pozwala zablokować odłamki i nie pozwala na ich rozrzut. Okrywy wykonane mogą być np. z taśm przenośnikowych czy belek drewnianych (Persson i in. 1994).

4. Metody numeryczne oszacowania zasięgu rozrzutu

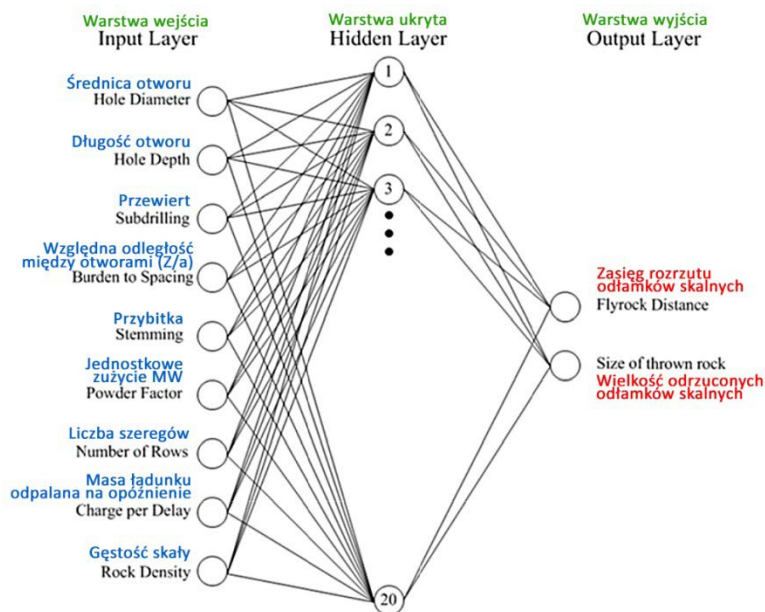
Aktualnie najczęściej stosowane metody oszacowania zasięgu strefy rozrzutu odłamków skalnych w trakcie wykonywania robót strzałowych w odkrywkowych zakładach górniczych bazują na rozwiązaniach opartych na modelach trajektorii lotu fragmentów skalnych (tzw. wzór balistyczny), licznych modyfikacjach wzorów empirycznych oraz na wynikach otrzymanych z wykorzystaniem różnych metod statystycznych. W literaturze zagranicznej na przestrzeni ostatniej dekady można zaobserwować tendencję do zastosowania często wyrafinowanych metod numerycznych w celu rozwiązywania licznych problemów inżynierskich, co również można odnotować w przypadku zagrożenia rozrzutem odłamków skalnych.

Problem rozrzutu odłamków skalnych i zagrożenia z nim związanego jest szeroko poruszany w literaturze w kontekście możliwości oszacowania zasięgu strefy rozrzutu, jak również modyfikacji parametrów geometrycznych robót strzałowych w celu zmniejszenia obszaru zagrożenia. Szczególne znaczenie w próbach rozwiązania tego zagadnienia mają modele numeryczne oparte na sztucznych sieciach neuronowych (SSN), w szczególności operujących algorytmem uczenia sieci z wsteczną propagacją błędów, które to badania często jednocześnie dotyczyły problemów pobocznych, takich jak stopień rozdrobnienia urobku (m.in. Trivedi i in. 2016; Monjezi i in. 2012), ocena propagacji spękań wstecznych po odstrzale (Monjezi i in. 2012) lub efektu sejsmicznego (Armaghani i in. 2014). Godnymi uwagi są również rozwiązania, wykorzystujące inne modele numeryczne, jak m.in. algorytmy wykorzystujące zasady logiki rozmytej (FIS – *Fuzzy Interface*) (Rezaei i in. 2011) lub algorytm maszyny wektorów nośnych (SVM – *Support Vector Machine*) (Amin i in. 2012; Khandelwal i Monjezi 2013).

Doświadczenia z badaniami modelowymi wykorzystującymi sztuczne sieci neuronowe potwierdziły, że pomimo dużej możliwości implementacji algorytmu i precyzji otrzymywanych wyników, jest to metoda czasochłonna i może prowadzić do otrzymania rozwiązań, które stanowią jedynie minimum lokalne badanej funkcji opisującej optymalizowane zagadnienie projektowe (Armaghani i in. 2014). Tym samym rozpoczęto próby stosowania algorytmów hybrydowych wykorzystujących SSN wraz z algorytmami optymalizacyjnymi, jak m.in. metodą niezależnych składowych (ICA – *Imperialist Competitive Algorithm*) (Marto i in. 2014), algorytmem modelowania neurogenetycznego (CNGM – *Computational Neurogenetic Modeling*) (Monjezi i in. 2012), algorytmem optymalizacji stadnej cząsteczek (PSO – *Particle Swarm Optimization*) (Armaghani i in. 2014) lub metaheurystycznej metody aproksymacji opartej na tzw. algorytmie mrówkowym (ACO – *Ant Colony Optimization Algorithm*) (Saghatforoush i in. 2016).

Sztuczne sieci neuronowe, odmiennie niż modele aproksymacji liniowej, mają charakter nieliniowego algorytmu, który pozwala na skonstruowanie w sposób automatyczny modelu na podstawie wprowadzonych, uprzednio przygotowanych przez użytkownika reprezentatywnych danych dotyczących rozwiązywanego problemu badawczego (Duch i in. 2000). W przypadku zagrożenia rozrzutem odłamków skalnych, występującego podczas robót strzałowych urabiających w górnictwie odkrywkowym, danymi wejściowymi są najczęściej parametry geometryczno-technologiczne (m.in. masa użytego MW, zabiór, długość przewiertu) robót strzałowych, parametry geomechaniczne, opisujące ośrodek skalny (m.in. wy-

trzymałość na ściskanie, współczynnik RQD) oraz zasięg rozrzutu i wielkość uzyskiwanych odłamków skalnych, które to dane zostają rejestrowane oraz mierzone w trakcie reprezentatywnych strzelań próbnych (przy określonych warunkach geologicznych, technologicznych i topograficznych) dla danych zakładów górniczych. Przykładową strukturę sieci neuronowej wraz z warstwą danych wejściowych i wyjściowych przedstawiono na rysunku 5.

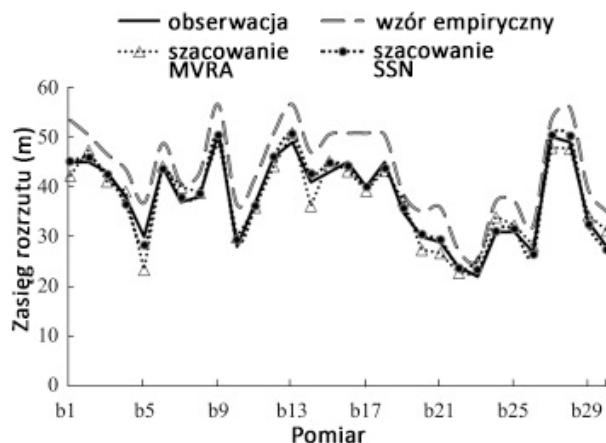


Rys. 5. Struktura sieci neuronowej z zaznaczonymi danymi wejściowymi i wyjściowymi (Mohamad i in. 2013)

Fig. 5. Structure of the artificial neural network with marked input and output data

Liczni autorzy, na podstawie przygotowanych sieci neuronowych wykorzystujących zbliżone parametry wejściowe analizy oraz odmienne algorytmy optymalizacyjne i korzystając z metod statystycznych udowadniają, iż estymowany zasięg rozrzutu był bardzo często zbliżony do wyników pomiarów terenowych. Przykład wyników zastosowania sztucznej sieci neuronowej, wzoru empirycznego, metody regresji wielu zmiennych (MVRA) i danych pomiarowych *in situ* otrzymanych przez Trivediego z zespołem (Trivedi i in. 2014) przedstawiono na rysunku 6.

Należy zaznaczyć, że prowadzone na przestrzeni lat badania autorów zagranicznych, prócz opracowania metody estymacji zasięgu rozrzutu odłamków skalnych dla zadanych parametrów robót strzałowych, miały pośrednio za zadanie określenie, które z parametrów geometryczno-technologicznych robót strzałowych oraz jak ich wzajemna zależność wpływały na zasięg rozrzutu (m.in. prace Armaghani i in. 2014; Monjezi i in. 2012). Wyniki badań modelowych, które walidowano na podstawie pomiarów *in situ* potwierdziły, że na zasięg rozrzutu odłamków skalnych wpływa przede wszystkim (Monjezi i in. 2011; Monjezi i in. 2012; Marto i in. 2014):



Rys. 6. Porównanie wartości modelowanych, obliczonych i zaobserwowanego zasięgu rozrzutu (Trivedi i in. 2014)

Fig. 6. Comparison between predicted, calculated and observed flyrock distances

- masa ładunku materiału wybuchowego odpalana na opóźnienie międzyszczałowe,
- jednostkowe zużycie materiału wybuchowego
- średnica otworu strzałowego,
- długość przybitki.

Dotychczas prowadzone badania w zakresie zastosowania sztucznych sieci neuronowych w ocenie zasięgu rozrzutem odłamków skalnych wskazują jednoznacznie na celowość prowadzenia dalszych badań w tym zakresie i potwierdziły precyzję otrzymywanych wyników modelowania. Dalszy rozwój związany jest z możliwością zastosowania algorytmów hybrydowych, które zbudowane na SSN pozwoliłyby na krótszą analizę oraz uzyskiwanie wyników o zmniejszonej tendencji do błędnej interpretacji optymalnego rozwiązania. Należy jednak zaznaczyć, że otrzymywane wyniki w znaczącym stopniu będą zależeć od danych wejściowych, na podstawie których sieć neuronowa jest uczona, a co za tym idzie stanowi podstawę przygotowywanego algorytmu, co wymusza zastosowanie odpowiedniej metodyki badawczej w odniesieniu do pomiarów realizowanych w warunkach odkrywkowego zakładu górniczego. Charakter danych wejściowych analizy, które stanowią podstawę otrzymanego za pośrednictwem SSN rozwiązania, mają charakter lokalny, a co za tym idzie wyniki tak uzyskiwane są odpowiednie dla danych warunków górniczo-geologicznych. Wynika z tego, że prezentowane w literaturze światowej rozwiązania stanowią próbę opracowania metodologii estymacji zasięgu rozrzutu odłamków skalnych, która po zastosowaniu odpowiednio przygotowanych danych wejściowych pozwoliłaby na otrzymanie zbliżonych do wartości rzeczywistych wyników modelowania.

5. Analiza wpływu parametrów robót strzałowych na zasięg rozrzutu

W celu przeprowadzenia obliczeń, przedstawiających zasięg rozrzutu odłamków skalnych na podstawie zaprezentowanych wzorów, założono stałe parametry wykonywanych robót strzałowych (tab. 1).

TABELA 1. Założone parametry wykonywanych robót strzałowych

TABLE 1. Established parameters of blasting operations

Lp.	Parametr	Symbol	Wartość, jednostka
1.	Średnica otworu	D	95 mm → 3,71 in
2.	Ładunek MW w otworze	Q_o	78,2 kg
3.	Długość otworu	L	13,0 m
4.	Długość przybitki	L_p	3,3 m
5.	Gęstość objętościowa skały	γ	2750 kg/m ³
6.	Kąt nachylenia otworu	α	70°
7.	Zabiór	z	3,6 m
8.	Wskaźnik rozrzutu	η	1,0
9.	Energia wybuchu MW	U	1018 kJ/kg
10.	Jednostkowe zużycie	ρ	0,503 kg/m ³
11.	Wskaźnik działania	n	1,0

Podstawiając wartości przedstawione w tabeli 1 do wzorów z rozdziału 3 otrzymuje się następujące, szacunkowe wartości zasięgu rozrzutu odłamków skalnych (tab. 2).

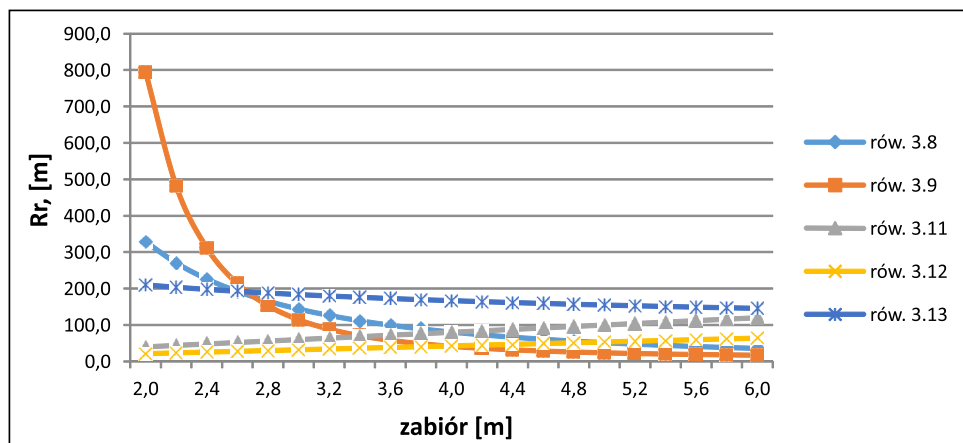
TABELA 2. Szacunkowe wielkości rozrzutu odłamków skalnych

TABLE 2. Estimated range of a flyrock zone

Lp.	Numer wzoru	R_r [m]
1.	3	623,1
2.	8	49,9
3.	9	57,8 (69,4)
4.	11	72,0
5.	12	38,4
6.	13	172,8

Wyniki przedstawione w tabeli 2 jednoznacznie pokazują trudność w dokładnym oszacowaniu zasięgu rozrzutu odłamków skalnych na podstawie licznych wzorów dostępnych w literaturze krajowej i zagranicznej. Minimalny zasięg rozrzutu to 38,4 m dla jednego ze wzorów (12) opartych na wskaźniku działania ładunku MW. Największy rozrzut został określony na podstawie dokonanych obliczeń wykorzystujących założenia metody szwedzkiej i wyniósł aż 623,1 m.

W celu przedstawienia wpływu wielkości zabioru na zasięg strefy rozrzutu dokonano obliczeń, których wyniki w formie graficznej przedstawiono na rysunku 7.



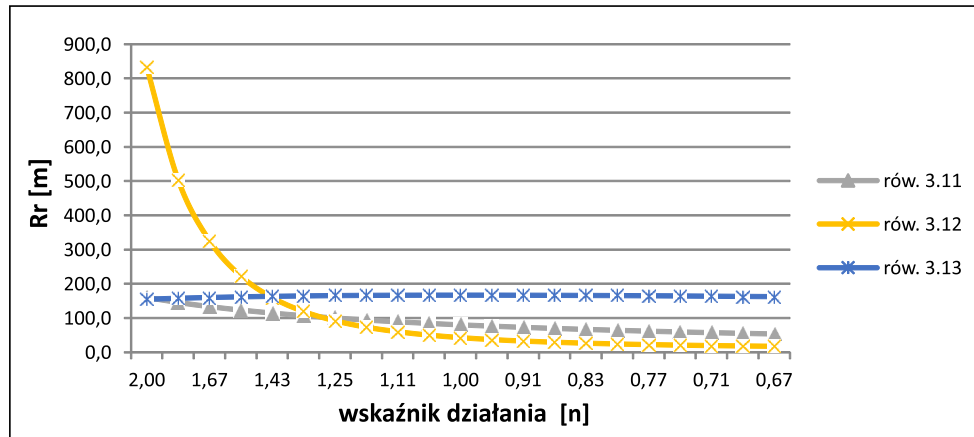
Rys. 7. Wykres zależności zasięgu rozrzutu odłamków skalnych od wielkości zabioru

Fig. 7. Dependence graph of a burden size on the flyrock range

Analiza wykresów przedstawia trudność zagadnienia, jakim jest oszacowanie wartości zasięgu rozrzutu odłamków skalnych. W przypadku równań 8 i 9 widać wyraźnie, jak zmniejsza się zasięg wraz ze wzrostem rzeczywistego zabioru. Niewielka tendencja malejąca jest widoczna również w przypadku równania 13. Należy podkreślić, że do szacowania zasięgu rozrzutu z wykorzystaniem wzorów 11, 12 i 13 przyjęto stałą wartość wskaźnika działania $n = 1$. Oczywiście jest to błędne założenie, co potwierdzają wykresy uzyskane z równań 11 i 12 (które to równania zależą wyłącznie od wskaźnika działania i zabioru), dla których wraz ze wzrostem zabioru rośnie strefa rozrzutu. Parametry robót strzałowych są ze sobą bezpośrednio powiązane, w literaturze można znaleźć liczne wzory przedstawiające wzajemne korelacje pomiędzy poszczególnymi parametrami geometrycznymi siatek i otworów strzałowych.

Przy zachowaniu tej samej masy ładunku MW w otworze strzałowym i przy zwiększaniu zabioru wskaźnik działania maleje. Zależność zasięgu rozrzutu od wskaźnika działania przedstawiono na rysunku 8.

Analizując rysunek 8 widać wyraźnie, że uwzględnienie zależności pomiędzy wskaźnikiem działania a zabiosem dało pozytywny efekt. Wraz ze wzrostem wskaźnika działania rośnie zasięg rozrzutu. Ta sama ilość MW napotyka na coraz mniejszy opór ośrodka skalnego, a tym samym większa część energii detonacji ładunku MW jest przekazana na rozrzut. Uwzględnienie zależności pomiędzy wskaźnikiem działania a zabiosem spowodowało, że stosując równanie 13 uzyskujemy bardzo zbliżone do siebie wartości. Maksymalny rozrzut występuje dla wskaźnika działania wynoszącego 1. Wynika to z wzajemnych korelacji pomiędzy prędkością początkową odłamka skalnego, zabiosem i wskaźnikiem działania.



Rys. 8. Wykres zależności zasięgu rozrzutu odłamków skalnych od wskaźnika działania n

Fig. 8. Graph of the n factor dependence on the flyrock range

Podsumowanie

Rozrzut odłamków skalnych jest istotnym zagrożeniem towarzyszącym robotom strzałowym w kopalniach odkrywkowych. Na jego wielkość wpływ mają zarówno cechy geologiczne złoża oraz charakter i sposób wykonywania robót strzałowych. Zasięg oddziaływania tego zagrożenia jest trudny do przewidzenia, lecz możliwy do oszacowania na podstawie analitycznych metod obliczeniowych. Należy jednak pamiętać, że wyniki obliczeń zawsze obarczone są pewnym błędem. Podczas stosowania określonych zależności do szacowania zasięgu rozrzutu odłamków skalnych należy bardzo dokładnie przeanalizować warunki, dla jakich była ona opracowana oraz jak poszczególne parametry robót strzałowych wpływają na zmianę szacowanych wartości.

Zaprezentowane przykładowe zależności i przeprowadzone analizy dla założonych warunków jednoznacznie pokazują, że nie można przyjmować za pewnik wyników empirycznych obliczeń, a niezajomość wzajemnych korelacji parametrów robót strzałowych może doprowadzić do błędnego wnioskowania.

W celu ograniczenia zasięgu rozrzutu odłamków skalnych należy starannie i dokładnie wykonywać roboty strzałowe, a w miarę możliwości stosować narzędzia, dzięki którym istnieje możliwość poznania rzeczywistych parametrów robót strzałowych. Dzięki rozpoznaniu takich warunków możemy na etapie ładowania MW do otworów strzałowych wykonywać zabiegi, mające na celu minimalizację zagrożenia, np. wykonanie przybitki wewnątrzotworowej w rejonie zmniejszonego zabioru.

Realizowane w ostatnich latach badania w zakresie oceny zasięgu rozrzutu odłamków skalnych, wykorzystujące sztuczne sieci neuronowe potwierdzają, iż jest to narzędzie, które może pozwolić na uzyskanie precyzyjnych wyników modelowania porównywalnych do efektów pomiarów w warunkach *in situ*. Aktualna tendencja w zakresie metod estymacji

zagrożenia rozrzutem związana jest z wykorzystaniem algorytmów hybrydowych, których głównym zadaniem jest optymalizacja wyników otrzymywanych dzięki zastosowaniu SSN.

Literatura

- Amini i in. 2012 – Amini, H., Gholami, R., Monjezi, M., Rahman, Torabi, S. i Zadhesh, J. 2012. Evaluation of fly-rock phenomenon due to blasting operation by suport vector machine. *Neural Computing and Applications* Vol. 21, Issue 8, s. 2077–2085.
- Barański, K. i Morawa, R. 2015. Technologiczne możliwości zmniejszenia zasięgu strefy rozrzutu w górnictwie odkrywkowym. *Górnictwo Odkrywkowe* R. 56, nr 3, Wrocław, s. 19–26.
- Bhandari, S. 1997. *Engineering Rock Blasting Operations*. A.A. Balkema, Rotterdam, Brookfield.
- Darling, P. red. 2011. SME Mining Engineering Handbook, 3rd Edition. *Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. USA*.
- Duch i in. 2000 – Duch, W., Korbicz, J., Rutkowski, L. i Tadeusiewicz, R. 2000. *Sieci neuronowe*. Tom 6. Biocybernetyka i Inżynieria Biomedyczna 2000 – pod redakcją M. Nałęcza. PAN, Warszawa: Akademicka Oficyna Wydawnicza Exit.
- Grzeškowiak, A. i Patla, S. 2016. Przyczynek do wyznaczania zasięgów oddziaływań i dopuszczalnych wielkości ładunków materiałów wybuchowych w górnictwie skalnym. *Mining Science* Vol. 23(1), s. 47–58.
- Gustafsson, R. 1973. *Swedish Blasting Technique*. Nora Boktryckeri AB, Nora, Szwecja.
- Hałat, W. i Morawa, R. 2007. Metoda prognozowania zasięgu strefy rozrzutu przy prowadzonych robotach strzałowych. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie*, Miesięcznik WUG, 9(157), s. 28–31.
- Jahed Armaghani i in. 2014 – Jahed Armaghani, D., Hajihassani, M., Tonnizam Mohamad, E., Marto, A. i Noorani, S.A. 2014. Blasting-induced flyrock and ground vibration prediction through and expert artificial neural network based on particle swarm optimization. *Arabian Journal of Geosciences* Vol. 7, Issue 12, s. 5383–5396.
- Jimeno i in. 1995 – Jimeno, L.C., Jimeno, L.E. i Carcedo, F.J. 1995. *Drilling and Blasting of Rocks*. A.A. Balkema, Rotterdam, Brookfield.
- Khandelwal, M. i Monjezi, M. 2013. Prediction of flyrock in open pit blasting operation using machine learning method. *International Journal of Mining Science and Technology* Vol. 23, Issue 3, s. 313–316.
- Lewicki, J. 2004. Prognozowanie wielkości zagrożeń powstałych przy prowadzeniu robót strzałowych w budownictwie. *Górnictwo i Geoinżynieria* R. 28, z. 3/1, s. 251–267.
- Marto i in. 2014 – Marto, A., Hajihassani, M., Jahed Armaghani, D., Tonnizam Mohamad, E. i Mahir Makhtar, A. 2014. A novel approach for blast-induced flyrock prediction based on imperialist competitive algorithm and artificial neural network. *The Scientific World Journal*, s. 1–11.
- Mohamad i in. 2013 – Mohamad, E.T., Armaghani, D.J., Hajihassani, M., Faizi, K. i Marto, A. 2013: A simulation approach to predict blasting-induced flyrock and size of thrown rocks. *Electronic Journal of Geotechnical Engineering* Vol. 18, s. 365–374.
- Monjezi i in. 2012 – Monjezi, M., Amini Khoshalan, H. i Yazdian Varjani, A. 2012. Prediction of flyrock and backbreak in open pit blasting operations: a neuro-genetic approach. *Arabian Journal of Geosciences* Vol. 5, No. 3, s. 441–448.
- Monjezi i in. 2011 – Monjezi, M., Bahrami, A., Yazdian Varjani, A. i Reza Sayadi, A. 2011: Prediction and controlling of flyrock in blasting operation using artificial neural network. *Arabian Journal of Geosciences* Vol. 4, Issue 3, s. 421–425.
- Morawa, R. i Zawadziński, W. 2013. Technologia wykonywania strzelań długimi otworami dla znacznego ograniczenia strefy rozrzutu na przykładzie kopalni „Łagów II”. *Konferencja Technika Strzelnicza w Górnictwie i Budownictwie*, Kraków: Wyd. ART-Tekst.
- Olofsson, S. 1990. Applied Explosives Technology for Construction and Mining. *APPLEX, Nora Boktryckeri, Szwecja*.
- Onderka i in. 2003 – Onderka, Z., Sieradzki, J. i Winzer, J. 2003. *Technika strzelnicza 2: Wpływ robót strzelniczych na otoczenie kopalń odkrywkowych*. Kraków: Wyd. AGH.
- Persson i in. 1994 – Persson, A., Holmberg, R. i Lee, J. 1994. *Rock Blasting and Explosives Engineering*. CRC Press, Boca Raton, Stockholm.
- Rezaei i in. 2011 – Rezaei, M., Monjezi, M. i Yazdian Varjani, A. 2011. Development of a fuzzy model to predict flyrock in surface mining. *Safety Science* Vol. 49, No. 2, s. 298–305.

- Rozporządzenia Ministra Energii z dnia 9 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących przechowywania i używania środków strzałowych i sprzętu strzałowego w ruchu zakładu górniczego (Dz.U. z 2017, poz. 321 – data wejścia w życie: 01.07.2017).
- Roth, J. 1979. *A Model for the Determination of Flyrock Range as a Function of Shot Conditions*. United States Department of the Interior Bureau of Mines, Pittsburgh, USA.
- Saghatforoush i in. 2016 – Saghatforoush, A., Monjezi, M., Shirani Faradonbeh, R. i Jahed Armaghani, D. 2016. Combination of neural network and ant colony optimization algorithms for prediction and optimization of flyrock and back-break induced blasting. *Engineering with Computers* Vol. 32, Issue 2, s. 255–266.
- Trivedi i in. 2014 – Trivedi, R., Singh, T.N. i Raina, A.K. 2014. Prediction of blast-induced flyrock in Indian limestone mines using neural networks. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering* Vol. 6, Issue 5, s. 447–454.
- Trivedi i in. 2016 – Trivedi, R., Singh, T.N. i Raina, A.K. 2016. Simultaneous prediction of blast-induced flyrock and fragmentation in opencast limestone mines using back propagation neural network. *International Journal of Mining and Mineral Engineering* Vol. 7, No. 3, s. 237–252.
- Winzer i in. 2016 – Winzer, J., Sołtys, A. i Pyra, J. 2016. *Oddziaływanie na otoczenie robót z użyciem materiałów wybuchowych*. Kraków: Wyd. naukowe AGH.