

# IDENTYFIKACJA BUDOWY GEOLOGICZNEJ SKAŁ PRZY PROJEKTOWANIU ROBÓT STRZAŁOWYCH

## IDENTIFICATION OF GEOLOGICAL STONES STRUCTURES ON BLASTING PROJECTS

Arkadiusz Grześkowiak – „Poltegor-Institut” Instytut Górnictwa Odkrywkowego, Wrocław

*W artykule przedstawiono główne problemy związane z identyfikacją właściwości skał przeznaczonych do urabiania za pomocą materiałów wybuchowych. Wskazano metody badań właściwości skał oraz ich zastosowanie w projektowaniu robót strzałowych, a także możliwe skutki wynikające z nieprawidłowej ich oceny. Opisano także sposoby weryfikacji wstępnych parametrów budowy geologicznej na podstawie robót wiertniczych i możliwości wykorzystania dostępnych informacji do poprawy efektów strzelania.*

**Słowa kluczowe:** geologia złożowa, górnictwo skalne, roboty strzałowe

*The article presents main problems related to identifying properties of rocks intended for mining with explosives. Methods for determining rock properties and their application in blast design are indicated, as well as possible effects resulting from their incorrect evaluation. Methods to verify initial geological structures parameters based on drilling works and possibility of using the available information to improve blasting effects were also described.*

**Keywords:** reservoir geology, rock mining, blasting

### Wstęp

Określenie właściwości skał będących przedmiotem urabiania, stanowi bardzo istotny element projektu i realizacji robót wiertniczo-strzałowych. Od prawidłowego określenia podstawowych cech kopaliny, nadkładu i skał otaczających złożę, zależy cały szereg działań związanych z ich urabianiem oraz przeróbką. Złożoność tych zagadnień jest od wielu lat tematem licznych badań i prac prowadzonych przez wielu naukowców. Postęp techniczny w dziedzinie przyrządów pomiarowych oraz programów do oceny i analizy danych, pozwala na coraz lepsze, dokładniejsze opisy, oszacowania i oceny właściwości skał. Wpływa to także na sposób określania zasobów złóż (wyznaczania granic ekonomicznych wydobycia i kryteriów opłacalności). Wraz z postępem w dziedzinie technik eksploatacji oraz wzrastającym zapotrzebowaniem na surowce, kryteria te ulegają ciągłej zmianie. Przyczyniają się także do pełniejszego i bardziej ekonomicznego wydobycia kopaliny.

W wielu jednak przypadkach informacje uzyskiwane na podstawie standardowych badań geologicznych są niewystarczające do prawidłowego projektowania eksploatacji górniczej, a w szczególności doboru parametrów robót wiertniczo-strzałowych. Cechami charakteryzującymi złoża są: warunki ich zalegania, struktura i zasoby. Ponadto, informacje te stanowią wyznaczniki do projektu otwarcia złoża, wyboru technologii urabiania, przeróbki oraz możliwości pozyskania produktów końcowych – asortymentu. W dobie wymagań stawianych robotom strzałowym, w kopalniach nowo otwieranych jak i kontynuujących wydobycie, konieczne jest posługiwanie się

precyzyjnymi i jednoznacznymi danymi ustalonymi dla konkretnego miejsca i warunków. Zadanie to spoczywa na służbach geologiczno-mierniczych lub laboratoriach prowadzących specjalistyczne badania bądź obserwacje (Pinińska 2001). Opisujące parametry skał mogą różnić się istotnie w zależności od subiektywnych ocen geologów, począwszy od projektu poszukiwań, pobierania i opisu rdzeni wiertniczych, aż po sam model jakościowy czy przestrzenny złoża, bądź skał otaczających. Poszukiwane są metody standaryzacji i jednoznacznego opisu dokumentacji oraz zdefiniowanie informacji geologicznej, będącej efektem prac geologicznych w postaci dokumentacji geologicznej (Nieć 2004). Informacją geologiczną są wyniki badań, obserwacji i pomiarów, przedstawione w określonej, ustalonej formie. Wpływa to w oczywisty sposób na jej użyteczność, szczególnie w aspekcie projektowanej działalności górniczej. Nierzadko też dokumentacje geologiczne są niepełne i niejednoznaczne, posiadają liczne błędy, a ich weryfikacją jest dopiero prowadzona eksploatacja (Nieć 2011).

Określenie parametrów i cech masywu skalnego determinujących dalsze działania projektowe i eksploatacyjne jest od lat tematem publikacji i prac naukowych (Kohsling 1984), (Bukowska & Kidybiński 2002), (Dębski 2012), (Stan-Kłeczek 2012), (Kokesz 2013). Badania górotworu prowadzone np. pod kątem projektowania budowli naziemnych lub podziemnych, przynoszą o wiele więcej cennych informacji dotyczących zachowania się skał pod wpływem różnych czynników. W odkrywkowych zakładach górniczych są one wykonywane tylko w wyjątkowych przypadkach np. zagrożeń związanych z utrzymaniem stateczności skarp i zboczy, osuwisk lub obrywów,

байдъ przy projektowaniu bardziej złoŹonych budowli w zakładzie górnictwym. Zwyczajowo jednak brak jest dokładnego opisu dotyczącego jakości górotworu oraz czynników obniŹających jego parametry wytrzymałościowe w odniesieniu do warunków stateczności jak i w aspekcie stosowanej lub projektowanej technologii urabiania. W górotworze lub masywie skalnym naruszonym działalnością górnictwą zachodzi wiele procesów fizycznych naturalnych oraz wtórnych zwiąŹanych z prowadzonymi w wyrobisku robotami górnictwymi. Procesy fizyczne mają zasadniczy wpływ na jakość górotworu, rozumianą jako jego stan fizyczny wyrażający się poprzez jego właściwości i cechy strukturalne. Jakość ta jest opisywana za pomocą podstawowych danych geologicznych, geomechanicznych, hydrogeologicznych, geofizycznych i górnictwych.

Badania i obserwacje zmian wytrzymałości skał pod wpływem wilgoci czy zawodnienia, nie są uwzględniane w założeniach przyjmowanych do projektów robót strzałowych, co może powodować nieoczekiwane efekty działania materiałów wybuchowych (MW) w otworach strzałowych. Zagadnienia te jednak wymagają dokładniejszych badań pozwalających na ustalenie rzeczywistej skały wpływu osłabienia skały nawodnieniem czy zamrozem (Bromowicz & Figarska-Warchoł 2010). Określenie warunków geologicznych pod kątem prognozy propagacji drgań wiąŹe się opisem falowodu w zakresie od miejsca jego powstawania (źródła) drgań, do obiektu lub miejsca, w którym te drgania są mierzone. W warunkach prowadzenia strzelań w kopalniach odkrywkowych, czynnikami wpływającymi na intensywność transmisji drgań jest:

- rodzaj budowy geologicznej złoŹa w miejscu prowadzenia robót strzałowych,
- budowa geologiczna i morfologiczna górotworu na drodze rozprzestrzeniania się fal parasejsmicznych,
- budowa i rodzaj podłoŹa w miejscu pomiaru (np. pod obiektami podlegającymi ochronie).

Uwarunkowania te istotnie wpływają na rozprzestrzenianie się drgań, a wraz z wieloma innymi parametrami strzelania, odległością, właściwościami stosowanych MW oraz metodami strzelania, stanowią o powstawaniu i propagacji fal parasejsmicznych. Liczba tych czynników jest znacząca i powoduje określone trudności w prawidłowym wyznaczeniu np. zmian wielkości oddziaływań parasejsmicznych w funkcji odległości na poszczególnych kierunkach prowadzenia eksploatacji.

Czasem przedmiotem urabiania są skały i grunty zwięzłe nie stanowiące złoŹ, jak np. w przypadku nadkładowych przerostów międzywęglowych, czy przy wykonywaniu robót makroniwelacyjnych. Szczególnie w tym drugim przypadku informacja nt. budowy skał i podłoŹa, bywa znacząco ograniczona.

Miarodajną ocenę uzyskuje się w wyniku stosowania powtarzalnych warunków pobierania lub wykonywania prób. Nawet ustalenie zuŹycia jednostkowego MW do urabiania nie zawsze określa w sposób wystarczający właściwości skały w aspekcie stosowania techniki strzałowej. Z tego również względu należy określać współczynnik wykorzystania energii wybuchu tj. stosunek jednostkowej energii wybuchu do właściwej energii urabiania. Wartość tego współczynnika również zależy od wielu czynników, a przede wszystkim od właściwości fizycznych urabianych skał i cech MW. Eksperymentalnie można go określić jako stosunek energochłonności rozdrobnienia badanej skały do energochłonności wyznaczonej dla konkretnych warunków strzelania (Sztuk et. al. 1980).

## Szczelinowatość i spękania górotworu

Szczelinowatość może być rozumiana dwojako: bądź jako *właściwość skał wynikająca z istnienia w nich spękań*, bądź jako *wszystkie spękania* dzielące dany fragment masywu skalnego na bloki. Charakteryzujące szczelinowatość parametry to: orientacja przestrzenna spękań, ich liniowe wymiary, stopień spękania masywu, stopień rozdzielności masywu, porowatość szczelinowa, cechy fizyczne powierzchni spękań. W górnictwie najczęściej mówi się o spękaniach stanowiących każdą lokalną powierzchnię przzerwania ciągłości masywu skalnego niezależnie od pochodzenia, orientacji przestrzennej i miejsca występowania.

Szczelinowatość skał została opisana w normie PN-EN ISO 14689: 2018, a zagadnienia te są w normie bardzo rozbudowane. Norma zaleca, by poza opisem typów nieciągłości, ich orientacji, rozstawu, regularności, szorstkości, rozwarcia i rodzaju wypełnienia szczelin oraz charakterystyki zawodnienia, podać także liczbę ich systemów oraz wielkość bloków ograniczonych tymi nieciągłościami, a dane te należy uzyskać na podstawie obserwacji terenowych w odsłonięciach (Bromowicz & Figarska-Warchoł 2010). W przypadku prowadzenia wydobycia z zastosowaniem materiałów wybuchowych, określenie naturalnego systemu spękań na odsłoniętych ociosach, jest obarczone błędem wynikającym z wcześniejszego działania MW na skałę.

Czynnikami decydującymi o urabianiu skał za pomocą materiałów wybuchowych są naprężenia powstałe w wyniku jego detonacji oraz ciśnienie gazów postrzałowych. Zatem określenie czynników ograniczających rozprzestrzenianie się tych napręŹen oraz wpływających (poprzez szczeliny) na spadek ciśnienia tych gazów, jest istotne.

Z analizy wielu pozycji literaturowych dotyczących ustalenia parametrów strzelania wynika, Źe cecha ta nie jest brana pod uwagę lub jej wpływ jest często marginalizowany. Autorzy sesji naukowej i publikacji pt. „Problemy geologiczno-inŹynierskie masywów skalnych” z 1984 r. podkreślają, Źe spękania i szczeliny to cechy masywu skalnego, które można i należy wykorzystać. Wskazują także na częste nieprawidłowości wynikające ze wskaźnikowego określenia szczelinowatości. Do podstawowych wskaźników naleŹą: moduł szczelinowatości – jako ilość szczelin na 1 m rozcięcia skały, stopień szczelinowatości – jako ilość szczelin na 1m<sup>2</sup>, szczelinowatości – jako szerokości szczelin, czy współczynnik szczelinowatości – jako iloraz odległości między szczelinami i miąższości oddzielności. Konieczne okazuje się zatem jednoznaczne zdefiniowanie pojęcia szczeliny, szczelinowatości czy oddzielności. Ponieważ usytuowanie przestrzenne spękań decyduje o parametrach i metodzie prowadzenia robót strzałowych, ich prawidłowy opis determinuje pozostałe efekty strzelania (Czopek 1972). Można ją przedstawić w postaci diagramów kołowych (róŹy spękań) pozwalających uchwycić dominujące kierunki spękań czy podzielności. Drugim czynnikiem jest częstość szczelin, którą można określić wielkością średniej oddzielności:

$$\bar{d}_e = \frac{\sum d_e}{N} \quad (m) \quad (1)$$

gdzie:  $d_e$  – szerokość szczeliny, (m)  
 $N$  – liczba obserwacji.

Cechą istotną jest także stopień zwietrzenia skały, szerokość szczelin zwietrzelinowych oraz ich wypełnienie. Są to czynniki wpływające na rozchodzenie się energii wybuchu. Dopiero po określeniu tych cech skały można przystąpić do określania parametrów robót strzałowych. Im środowisko skalne jest bardziej anizotropowe, tym szybszy będzie zanik naprężeń wywołanych MW, a więc mniejsze wykorzystanie energii detonacji (Stan-Kleczek 2012). Z badań modelowych (na modelach) przeprowadzonych z zachowaniem skali zarówno wielkości, gęstości naprężeń jak i prędkości ich rozchodzenia się wynika, że bardzo istotny wpływ ma usytuowanie szczelin w stosunku do ociosu. Jeżeli szczelina pionowa jest usytuowana równolegle do ociosu, stanowi ekran uniemożliwiający urabianie górotworu leżącego poza nią. Intensywność rozdrabniania tej strefy zależy od odległości ładunku MW od szczeliny. Im odległość ta będzie mniejsza, tym łatwiej naprężenia te przechodzą przez ekran, który stanowi szczelina. Przy zmianie kąta szczelinowości w stosunku do ociosu zauważa się wyraźne pogarszanie rozdrobnienia bez względu na odległość ładunku od szczeliny. Efekty rozdrabniania poprawiają się wraz ze wzrostem kąta pomiędzy szczeliną a ociosem. Najlepsze wyniki uzyskiwane są przy prostopadłym usytuowaniu szczelin i ociosu (Scott & Cocker 1996). Praktyka potwierdza te wnioski, uznając szczelinowość za jeden z podstawowych czynników wpływających na efekty odstrzału. Efekty są tym gorsze, im parametry strzelania są gorzej dostosowane do istniejącej szczelinowości. Ilość brył nadwymiarowych zmienia się periodycznie co 90°, w zależności od kąta jaki tworzą powierzchnie szczelin z powierzchnią ociosu. Wcześniejsze wyniki pomiarów wskazywały, że po odstrzale tworzy się ok. 8-10% nowych powierzchni, a pozostała część urobku zachowuje naturalne rozdrobnienie (Czopek 1972). Inni autorzy wskazują, że 20-30% energii detonacji jest wykorzystywanej na urabianie (Onderka et. al. 2007, Biessikirski & Winzer 2008), według Chanukajewa na rozdrobnienie przypada jej tylko 5%, według Glińskiego 3% jest wykorzystywane na rozdrobnienie, a 9% na formowanie usypu. Łącznie, na pracę użyteczną zużywane jest 10-12% energii detonacji MW (Gliński 1974). Według nowszych badań z zastosowaniem udoskonalonych technik analizy składu granulometrycznego wykorzystanie energii na tworzenie nowych powierzchni podziału jest zależne od stosowanego czasu opóźnienia między ładunkami w otworach, falą naprężeń wywołaną detonacją MW, ciśnieniem gazów postrzałowych oraz siecią spękań (Sang & Kaneko 2004).

Prawidłową ocenę szczelinowości zabierki zniekształcają najczęściej (w pewnym zakresie) szczeliny występujące na ociosie, a pochodzące z poprzedniego odstrzału. W przypadku ścian nieeksploatowanych przez dłuższy czas, mogą także być efektem wpływu czynników wietrzeniowych, zamrozem (lub rzadziej działaniem roślinności). Prowadzenie robót strzałowych w takich miejscach, wymaga zwrócenia większej uwagi na występujące zmiany spowodowane zjawiskami erozyjnymi oraz odpowiednie dostosowanie parametrów strzelania.

Podstawową czynnością optymalnego projektowania zabierki jest ustalenie kierunku ściany w ten sposób, aby dominujący system szczelinowości pionowej był prostopadły do ociosu. Taka orientacja zabierki pozwala przyjąć założenie, że parametry strzelania będą właściwe dla danych warunków. Duże skupienie ładunku MW prowadzi do szybszego zaniku naprężeń i dużych strat energii na odkształcenia plastyczne, natomiast na dalszych odległościach od otworów strzałowych,

podział skał odbywa się według naturalnej szczelinowości. Jednym z parametrów określających masę MW potrzebną do urobienia jednostkowej objętości skały jest ładunek jednostkowy  $q_j$  [kgMW/m<sup>3</sup>]. Wskaźnik ten koreluje przede wszystkim ze zwięzłością skały, właściwościami energetycznymi MW, rzadziej natomiast ze szczelinowością. W praktyce, na podstawie wieloletnich obserwacji, ustalono średnią wielkość ładunku jednostkowego MW, przyjmowaną na etapie projektowania robót strzałowych, jako wartość stałą dla danych warunków. Dokładniejsze badania dowodzą, że nie tylko poszczególne rodzaje skał czy złóż, ale także poszczególne części złoża różnią się między sobą szczelinowością, co należy uwzględniać przy projektowaniu strzelań. Przyjmowanie takich wartości w kopaniach jako stałe, wielokrotnie doprowadziło do niekontrolowanego wyrzutu odłamków skalnych, czasem nawet poza wyznaczoną maksymalną strefę rozrzutu  $R_r$ . Często różnica między wielkością średniej oddzielności, a wielkością średniej bryły urobku wyraźnie maleje wraz ze wzrostem szczelinowości, co przekłada się na ograniczone możliwości regulowania składu ziarnowego oraz trudności właściwego doboru parametru  $q_j$  do określonej szczelinowości.

Tab. 1. Kategorie szczelinowości wg Rubcewa (źródło: Gliński 1974)

Tab. 1. Fracture categories according to Rubcew (source: Gliński 1974)

Kategoria szczelinowości	Stopień szczelinowości	Średnia odległość między szczelinami [m]
I	drobnobloczne	0,1
II	średniobloczne	0,1 – 0,5
III	grubobloczne	0,5 – 1,0
IV	bardzo grubobloczne	1,0 – 1,5
V	wyłącznie grubobloczne (monolityczne)	> 1,5

Szczelinowość powinna być zatem jednym z podstawowych czynników identyfikowanych przed przystąpieniem do robót strzałowych (Czopek 1972), cyt: *Celem wyeliminowania niekorzystnego jej wpływu na efekty tych robót należy:*

- dokładnie charakteryzować złożę pod względem częstości występowania i usytuowania szczelinowości,
- stosować mniejsze średnice otworów, a także mniejsze zabiory,
- dążyć do zwiększenia wskaźnika względnej odległości między otworami,
- dobierać schematy odpalania w zależności od szczelinowości.

Wraz ze zwiększającą się szczelinowością spada prawdopodobieństwo powstania brył nadwymiarowych (Czopek 1972), (Gliński 1974). Maleje także rola siły i prędkości detonacji stosowanego MW, a wzrasta znaczenie ilości gazów postrzałowych. Detonacja materiału wybuchowego ma za zadanie wymusić ruch zabierki, a przemieszczenie to powoduje dalsze rozdzielanie skały po istniejących płaszczyznach nieciągłości. Wraz ze zmianą szczelinowości muszą się zmieniać także parametry strzelania, rodzaj MW lub jego konstrukcja w otworze strzałowym. Duża szczelinowość może powodować zmianę przepływu wód w masywie skalnym. Wzrost szczelin

powoduje zwiększony napływ wody do otworów strzałowych i wymusza stosowanie droższych wodoodpornych MW, utrudnia załadunek otworu materiałem wybuchowym oraz prawidłowe wypełnienie otworu przybitką. W okresie zimowym zamrażająca woda ogranicza drożność otworów strzałowych oraz powoduje wypychanie lub odrywanie się odłamków skalnych z ociosu. Może nastąpić także przypadek odwodnienia zabierki i siatki otworów, co należy uznać za efekt korzystny. Ponadto, długotrwałe nawodnienie skały powoduje spadek jej parametrów wytrzymałościowych. Przykład ociosu z wyciekami wody przedstawiono na fotografii 1.

W warunkach długotrwałego nawodnienia zabierki i otworów istnieje konieczność szerszej analizy wytrzymałości skały zależnej od stopnia zawodnienia górotworu, związanej ściśle z rodzajem skały przewidzianej do urabiania. Badania laboratoryjne próbek skał poddanych namoczeniu i w stanie powietrzno-suchym (Bukowska & Kidybiński 2002) wykazują istotne różnice w wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie.

Wszelkiego rodzaju nieciągłości strukturalne skał w postaci spękań, rys, szczelin oraz niejednorodność ich budowy czy zmienność kierunkowa łupliwości, wpływają istotnie na wyniki badań wytrzymałościowych skał oznaczanych na wyselekcjonowanych próbkach oraz metodą *in situ*. Znaczenie ma także kierunek tych nieciągłości w stosunku do osi obciążania próbki w trakcie badań, a zatem sposób uformowania próbki do badań laboratoryjnych. W latach siedemdziesiątych stwierdzono, że największe osłabienie skały występuje przy wartości kąta nachylenia powierzchni nieciągłości do kierunku działającej siły wynoszącego około 30°.

Wpływ spękań i powierzchni osłabienia strukturalnego w praktyce można ocenić w skali makro (rdzenia otworu wiertniczego) lub w skali mikro (otoczenia punktu penetracji iglicy w otworze). W skali makro najczęściej stan spękania ocenia się za pomocą wskaźnika jakości rdzenia (RQD), zaś stopień osłabienia masywu w obliczeniach geomechanicznych przyjmuje się jako współczynnik przy wytrzymałości zależnej od wartości

RQD (np.  $MIR = RQD/100$ ), znany w literaturze anglojęzycznej jako *mass/intact ratio*. (Pinińska 2007).

Do opisu szczelinowatości masywu skalnego stosuje się najczęściej trzy wskaźniki opisujące szczelinowatość masywu skalnego (Kidybiński 1982):

– *szczelinowatość liniową*, wyrażającą liczbę spękań na jednostkę długości linii pomiarowej

$$S_1 = \frac{N}{L} \quad (1/m) \quad (2)$$

gdzie:

$N$  – liczba spękań (szczelin),

$L$  – długość bazy pomiarowej (m).

– *szczelinowatość powierzchniową*, wyrażającą sumaryczną długość szczelin na jednostkę powierzchni skały:

$$S_2 = \frac{\sum_{j=1}^n l_n}{F} \quad (m/m^2) \quad (3)$$

gdzie:

$n$  – liczba śladów szczelin,

$l_n$  – długość śladu  $n$ -tej szczeliny w obrębie badanej skały (m),

$F$  – pole powierzchni badanej skały (m<sup>2</sup>).

– *szczelinowatość przestrzenną*, wyrażającą sumaryczną powierzchnię szczelin na jednostkę objętości skały:

$$S_3 = \frac{\sum_{i=1}^N S_N}{V} \quad (m^2/m^3) \quad (4)$$

gdzie:

$N$  – liczba szczelin,

$S_N$  – powierzchnia  $N$ -tej szczeliny (m<sup>2</sup>),

$V$  – rozpatrywana objętość masywu skalnego (m<sup>3</sup>).



Fot. 1. Widok ociosu z wyciekami wody ze szczelin skalnych (źródło: materiały własne)  
Fot. 1. View of the highwall with water leaks from rock fractures (source: own material)

Do wyznaczenia szczelinowości liniowej należy policzyć szczeliny przecinające pojedynczą linię obserwacyjną na ścianie skalnej. Szczelinowość powierzchniowa wymaga pomiaru sumarycznej długości śladów wszystkich systemów szczelin, na określonej powierzchni skały. Ocena szczelinowości przestrzennej wymaga natomiast pomiaru długości śladów szczelin na co najmniej dwóch wzajemnie do siebie prostopadłych płaszczyznach odkrycia skały, co niekiedy bywa trudne do wykonania (Liszkowski & Stochlak 1976).

Szczelinowość górotworu można opisać również *współczynnikiem szczelinowości* zdefiniowanym w 1997 roku przez Kleczkowskiego i Rózkowskiego jako:

$$d = \frac{b_s \sum l}{F} \cdot 100\% \quad (5)$$

gdzie:

$b_s$  – średnie rozwarście szczelin [mm],

$\sum l$  – sumaryczna długość szczelin [m],

$F$  – badana powierzchnia odsłonięcia skalnego [m<sup>2</sup>].

International Society for Rock Mechanics (ISRM) proponuje natomiast używać dla scharakteryzowania cech szczelin na odsłonięciu skalnym 10 parametrów. Są nimi: orientacja spękań, odstęp między spękaniami, długość śladu spękań, chropowatość, wielkość rozwarcia (szczeliny) pęknięcia, ilość systemów szczelin, wielkość bloków skalnych, wypełnienie szczeliny, siły oddziaływania ścian skalnych, wycieki wód ze szczeliny. (Młynarczuk et al. 2009). W innych pracach z kolei (Pinińska 2001), do scharakteryzowania szczelinowości używa się: kąta upadu każdego z systemów spękań, odległości między szczelinami, rozwarcia szczelin ciągłości spękań, wielkości szczelin i charakteru powierzchni szczelin, rodzaju materiału wypełniającego szczeliny.

Obecnie w kamieniołomach, przy projektowaniu robót strzałowych, nie są stosowane żadne automatyczne metody oceny szczelinowości, a metody planistyczne czy fotoplanistyczne stosowane są niezmiernie rzadko. Powszechnie używane parametry opisujące szczelinowość oparte są na jakościowym opisie spękań górotworu lub bazują na podstawowych pomiarach ilościowych, dając ograniczoną ilość informacji. Szersze zastosowanie cyfrowych niemetrycznych metod fotogrametrii naziemnej SfM (*Structure-from-Motion*) umożliwi sporządzanie trójwymiarowych modeli zabierki i wykorzystanie ich do projektowania robót wiertniczo-strzałowych (Dworzak et al. 2015).

### Działanie materiałów wybuchowych na masyw skalny i otoczenie

Wybuch MW powoduje udarowe działanie ciśnienia i temperatury na ścianki otworu strzałowego, w którym jest umieszczony ładunek. Stęfy działania MW na skałę są określane w sposób umowny. W praktyce wydzielane są trzy strefy mające wpływ na powstawanie urobku z odstrzału - strefa: miażdżenia, kruszenia i spękania. W dalszej odległości obserwowana jest strefa propagacji drgań. Największe znaczenie można przypisywać strefie kruszenia, gdyż w jej obrębie następuje tworzenie się nowych płaszczyzn spękań i powstawanie fragmentów urobku. W strefie drgań bliskiej otworowi również następuje powstawanie brył skalnych na skutek powiększania się spękań

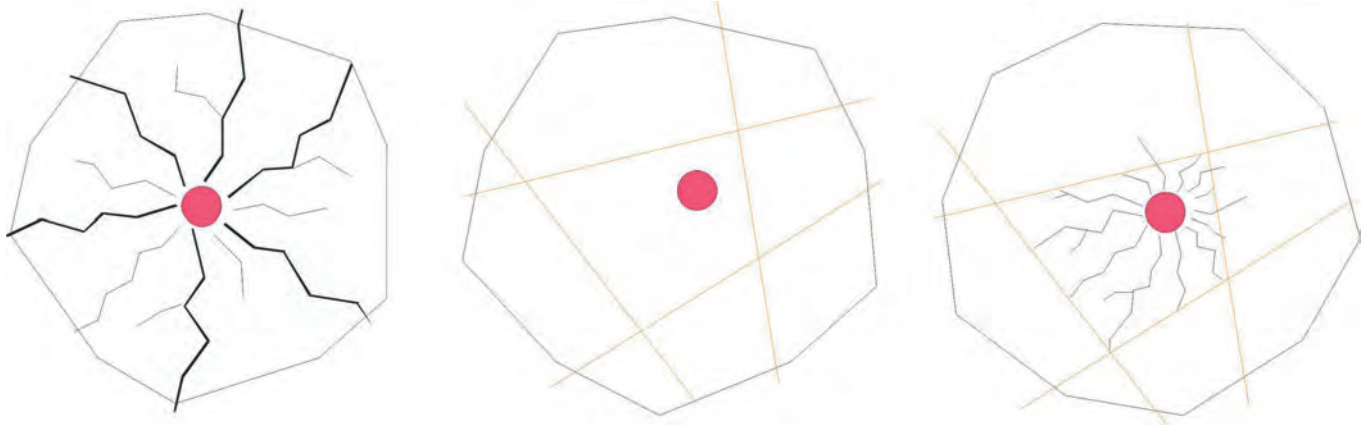
i nieciągłości. Wielkość promienia działania wybuchu MW zależy od wielkości ładunku w otworze strzałowym oraz skuteczności działania MW – energii właściwej. Efektem działania MW na skałę może być:

- odspojenie lub oderwanie większych brył, monolitów,
- rozluźnianie masy skalnej dla jej dalszego urabiania lub wybierania,
- odstrzelanie dużych objętości skały z większym lub mniejszym jej rozdrobnieniem.

Powstanie odpowiedniego, oczekiwanego efektu działania MW w skałę może być osiągnięte poprzez stopień nasycenia masyw skalnego materiałem wybuchowym – energią MW. Wskaźnikiem ogólnie opisującym to nasycenie jest zużycie jednostkowe MW, ponadto jest on powszechnie używany zarówno do obliczeń innych parametrów, jak i opisu skuteczności kruszenia skały przez materiał wybuchowy. Stosowany może być jednostkowy ładunek energetyczny  $q_c$  [kJ/m<sup>3</sup>] wyrażający zapotrzebowanie na energię dla określonego rodzaju i budowy skał. W przypadku analizowania czynników wpływających na intensywność drgań można posłużyć się także gęstością energii  $G_e$  [kJ/dm<sup>2</sup>] definiowanej jako iloraz energii wyzwalonej w czasie detonacji przez powierzchnię boczną ładunku (Batko 1993).

W literaturze można spotkać także pojęcie zapotrzebowania energetycznego skały do uzyskania zakładanego rozdrobnienia lub odspojenia od calizny (Sanchidrián et al. 2006), czy pola gęstości energii wywołanego detonacją materiału wybuchowego (Trembecki 1972). Energia MW może być odpowiednio sterowana przez zastosowane parametry strzelania oraz poprzez dobór samego materiału wybuchowego. Wykorzystanie jej może być ukierunkowane zarówno na odpajanie, kruszenie i przemieszczanie urobku, bądź wywołanie odpowiedniego efektu sejsmicznego do odprężenia skał, czy profilaktyki tąpaniowej. Należy zaznaczyć, że rozkład spękań wywołanych działaniem MW w zabierce, nie jest symetryczny wokół otworu, jak często spotykać to można w opisach literaturowych. Rozkład i powstawanie spękań wokół otworu strzałowego zależy przede wszystkim od budowy skały oraz układu i gęstości spękań, co ma istotne znaczenie szczególnie dla otworów strzałowych umieszczonych najbliżej ociosu i wolnej (odsłoniętej) powierzchni powstałej wskutek wcześniejszego urabiania za pomocą techniki strzałowej. Między innymi w tym właśnie zakresie pojawiają się liczne kontrowersje co do modelowych metod badań wykonywanych na monolitycznych blokach skalnych, betonowych czy plastikowych. Przyjmowane jest powszechnie, że rozdrabnianie w strefie zabiorowej jest uzyskiwane poprzez odbicie fali naprężeń od wolnej powierzchni odsłonięcia, przez co pojawiające się siły rozciągające powodują podział fragmentów skały na mniejsze części. Nasuwają się tu jednak wątpliwości. Taka teoria sprawdza się w przypadku urabiania monolitu oraz płaskiej powierzchni odsłonięcia. W rzeczywistości jednak część przyociosowa składa się ze skał naprężonych i spękanych na skutek wcześniejszego odstrzału. Można zatem przypuszczać, że strefa urabiania skały wokół otworu strzałowego nie jest kołowa, lecz jej kształt zależy od zmiennej lokalnej budowy geologicznej i możliwości przemieszczania brył i fragmentów skały.

Ponadto, powierzchnia od której powinna się ona odbijać, jest niejednorodna, spękana i nierównoległa do szeregu otworów, a przez to jej odbicie i działanie jest dużo niższe. Zatem efekt zwiększonej strefy urabiania osiągnąć jest przede wszystkim



Rys. 1A

Rys. 1B

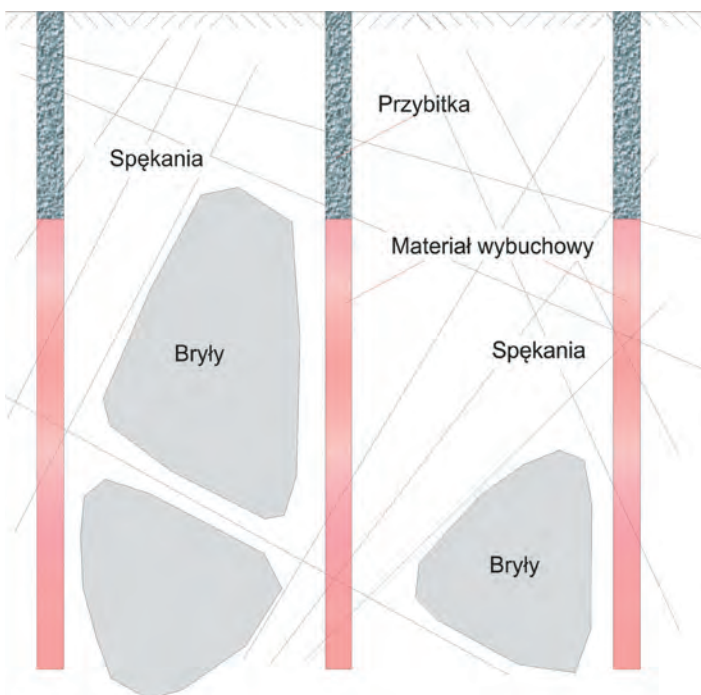
Rys. 1C

Rys. 1. Schemat rozkładu spękań wokół otworu strzałowego i lokalizacji szczelin

Rys. 1A – rozkład idealny, Rys. 1B – lokalizacja spękań, Rys. 1C – spękania wokół otworu (źródło: opracowanie własne, na podstawie Singh et al. 2012)

Fig. 1. Diagram of crack distribution around the blast hole and location of the fractures

Fig. 1A - perfect distribution, Fig. 1B - location of cracks, Fig. 1C - cracks around the hole (source: own study, based on Singh et al. 2012)



Rys. 2. Schemat rozkładu spękań pomiędzy otworami strzałowymi i lokalizacja miejsc potencjalnego powstawania brył nadwymiarowych (źródło: opracowanie własne)

Fig. 2. Diagram of crack distribution between the blast holes and location of sites where oversized blocks may be potentially formed (source: own study)

kim poprzez wnikanie i rozszerzanie się gazów postrzałowych w istniejących szczelinach (podziale brył według istniejących już spękań), poszerzanie tych szczelin i płaszczyzn osłabień w strukturze skały oraz w niewielkim stopniu przy zderzaniu się przemieszczających brył o siebie bądź na skutek uderzenia o spąg. Znaczenie ma także aktywna długość otworu wypełniona MW. Długość ta jest pomniejszona o przybitkę, a w przypadku podziału kolumny ładunku w otworze, o przybitkę pośrednią – przesypkę. Powstawanie spękań i kruszenie skały w zależności od usytuowania otworu strzałowego względem szczelin, przedstawiają rysunki 1 i 2.

Należy zaznaczyć, że strefa spękań nawet według monolitycznego modelu budowy skały, jest w istocie mocno ograniczona. W celu dokładniejszego pokazania możliwego działania MW na masyw skalny i tworzenie spękań, zamieszczono przy-

kładowe fotografie. Zdjęcie 2A przedstawia odsłonięty ocios oraz strefę miażdżenia skały na skutek detonacji MW. Można przypuszczać, że zastosowano w tym przypadku materiał wybuchowy o dużej prędkości detonacji.

Z fotografii 2B można wywnioskować, że otwór strzałowy mógł być umieszczony w szczelinie lub przebiegał zgodnie z ciosem skały (tu granodioryt) powodując odsunięcie bloków i pozostawienie gładkich powierzchni ciosowych. Takie działanie MW powoduje zwykle uzyskanie lokalnie gruboblocznego materiału w usypie, ale zapewnia stateczną jednorodną powierzchnię ociosu ułatwiającą projektowanie kolejnego strzelania. Wychód dużych brył może się pojawić także przy konieczności dzielenia kolumny ładunku w otworze, zwiększając nieaktywną długość otworu.

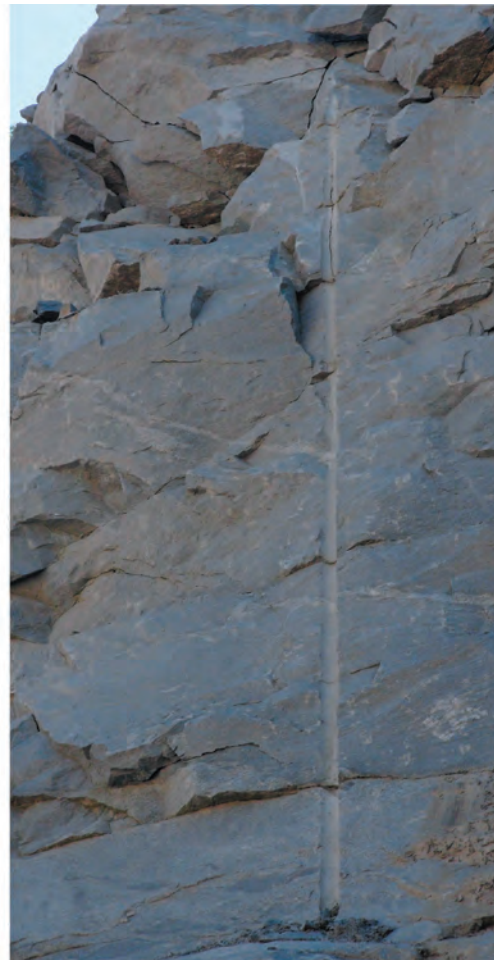
## Podsumowanie

Problematykę związaną z wyznaczaniem promienia strefy kruszenia wokół otworu według nowej teorii powstawania spękań w skałe na skutek detonacji MW, przedstawiono m.in. w pracach (McKenzie 2000), (Zhendong et al. 2015), (Lu et al. 2016). Wielkość strefy oddziaływania wybuchu na skałę zależy od takich parametrów jak: średnica otworu strzałowego, średnica ładunku MW umieszczonego w otworze, prędkość detonacji MW oraz ilość gazów postrzałowych, rodzaj skały, a także jej szczelinowatość lub innych właściwości mogących wpływać na jej urabianie. Powszechnie stosowane w górnictwie odkrywkowym wzory na wyznaczanie ciężaru ładunku materiału wybuchowego potrzebnego do urobienia skały opierają się na jego proporcjonalności do objętości i nazywane są wzorami objętościowymi. W odróżnieniu od wzorów pojemnościowych, wynikających z pojemności otworu strzałowego pomniejszonej o przestrzeń otworu wypełnioną przybitką. Natomiast wzory stosowane do celów wojskowych tzw. „wzory minerskie”, ustalają ciężar MW na podstawie deformacji wywołanej wybuchem lub siły kruszenia ładunku wybuchowego, bez względu na rozrzut odłamków czy jego granulację.

Wszystkie efekty odstrzału zależne są od jednego z najważniejszych parametrów, którym jest zabiór - odległość ładunku MW do najbliższej powierzchni odsłonięcia. Najczęściej wyznacznikiem tej odległości jest przy strzelaniu długimi otworami pionowymi zabiór, ale w niektórych przypadkach może



2A



2B

Fot. 2. Przykładowe efekty działania MW na skalę w bezpośredniej bliskości otworu  
2A – otwór umieszczony w bloku skalnym, 2B - otwór umieszczony w szczelinie (źródło: opracowanie własne)  
Fot. 2. Exemplary effects of explosives on the rock in close proximity to the hole  
2A - a hole located in the rock block, 2B – a hole located in the fissure (source: own study)

być także długość przybitki. Przy zabiorze większym od  $60\phi$  (gdzie  $\phi$  - średnica otworu strzałowego), można mówić o strzelaniu kamufletowym lub urabianiu na bloki, przy  $(50 \# 60)\phi$ , o strzelaniu rozluźwiającym,  $(25\#40)\phi$  to strzelanie urabiające dla różnej zwięzłości skał. Im mniejszy zabiór, tym strzelanie charakteryzuje się większym wyrzutem odłamków z silnym rozdrabnianiem i przemieszczaniem urobku, towarzyszy mu także podwyższone działanie powietrznej fali uderzeniowej, zwiększony hałas oraz unoszenie pyłu. Powstający usyp jest płaski i mocno rozrzucony. Podobne oddziaływania można przypisać zróżnicowanej wielkości ładunku jednostkowego, choć te same wielkości  $q_j$  mogą dawać zupełnie inne efekty.

Porównanie takie jest jednak zasadne przy strzelaniu jednoszeregowym. Wówczas ładunek jednostkowy w lepszy sposób oddaje ilość energii jaka jest spożytkowana na pracę.

Źródłem drgań parasejsmicznych jest ładunek MW, który umieszczony w skale jest najbardziej oddalony do najbliższej powierzchni odsłonięcia, a źródłem rozrzutu odłamków skalnych czy podmuchu jest ten ładunek, którego odległość do najbliższej powierzchni odsłonięcia jest najmniejsza. Stwierdzenie to wymaga jednak doprecyzowania w odniesieniu do danych warunków budowy geologicznej oraz parametrów energetycznych zastosowanego materiału wybuchowego.

## Literatura

- [1] Batko P., *O wpływie niektórych czynników na efekt sejsmiczny strzelania. Materiały wybuchowe i technika strzelnicza. Aktualny stan i perspektywy rozwoju*. Gliwice-Kraków 1993
- [2] Biessikirski R., Winzer J., *Określenie warunków bezpiecznego wykonywania robót strzałowych w górnictwie odkrywkowym surowców skalnych*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 5/165/2008, s. 25-35
- [3] Bromowicz J., Figarska-Warchoł B., *Raport z badań nad zmianami właściwości skał wywołanych zamrozem*. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej 130 Studia i Materiały 37, Szklarska Poręba 2010, s. 41-55
- [4] Bukowska M., Kidybiński A., *Wpływ czynników naturalnych masywu skalnego na jego wytrzymałość określaną metodami penetrometryczną i laboratoryjną*, Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko, Katowice 1/2002, s. 23-34
- [5] Czopek K., *Wpływ szczelinowatości górotworu na przebieg i efekt strzelania długimi otworami*, Górnictwo Odkrywkowe 1-2/1972, s. 15-18
- [6] Dębski W., *Tomografia sejsmiczna w górnictwie*. Przegląd Górniczy 7/2012, s. 80-90

- [7] Dworzak M., Biessikirski A., Pyra J., Sołtys A., Winzer J., *Wstępna analiza możliwości zastosowania cyfrowej niemetrycznej fotogrametrii naziemnej z wykorzystaniem metody SfM (Structure-from-Motion) w robotach strzałowych*. Przegląd Górniczy 9/2015, s. 61-67
- [8] Gliński J., *Wzajemna zależność między budową górotworu, parametrami i efektami strzelania*, Górnictwo Odkrywkowe 2/1974, s. 53-55
- [9] Kidybiński A., *Podstawy geotechniki kopalnianej*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1982
- [10] Kohsling J., *Sprężystość skał w świetle badań laboratoryjnych i polowych, Problemy Geologiczno-Inżynierskie masywów skalnych*, Materiały sesji naukowej, Kraków 1984, s. 35-42
- [11] Kokesz Z., *Badania anizotropii zmienności złóż z wykorzystaniem metod geostatystycznych*. Przegląd Górniczy 12/2013, s. 32-41
- [12] Liszkowski J., Stochlak J., *Szczelinowatość masywów skalnych*, Wydawnictwa Geologiczne Warszawa 1976
- [13] Lu W., Leng Z., Chen M., Yan P., Hu Y., *A modified model to calculate the size of the crushed zone around a blast-hole*, The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy Vol 16, 2016 p. 413-422
- [14] McKenzie C.K., *Methods of assessment and monitoring of the effects of gas pressures on stability of rock cuts due to blasting in the near-field*, Geo Raport No 100, Blastronics Pty Ltd, Hong Kong 2000
- [15] Młynarczyk M., Godyń K., Aksamit J., *Zastosowanie nowoczesnych metod analizy obrazu do ilościowego opisu spękań widocznych na odstonięciach skalnych*. Prace Instytutu Mechaniki Górotworu PAN, Tom 11 nr 1-4/2009 s. 47-54
- [16] Nieć M., *Informacja geologiczna - jej jakość i użyteczność*. Górnictwo Odkrywkowe nr 3-4/2004, s.13-19
- [17] Nieć M., *Problemy geologicznego dokumentowania złóż kopalin stałych*. Wydawnictwo IGSM PAN Kraków 2011
- [18] Onderka Z. Biessikirski R., Sieradzki J., *Wpływ robót strzelniczych na otoczenie kopalń odkrywkowych*. *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie WUG* nr 9/1/2007 s. 76-80
- [19] Pinińska J., *Systemy geologiczno-inżynierskiej oceny skał i masywów skalnych*, Przegląd Geologiczny vol. 49 nr 9, 2001, s. 804-814
- [20] Pinińska J., *Szczelinowatość masywów skalnych po 30 latach w świetle normy PN-EN ISO14689-1 – badania geotechniczne, rozpoznanie i klasyfikacja skał*, Geologos 11, 2007, s. 43-57
- [21] Sanchidrián J.A., Segarra P., Lopez L.M., *Energy components in rock blasting*, *Rock Mechanics and Mining Science* 2006, s. 130-147
- [22] Sang H.Ch., Kaneko K., *Rock fragmentation control in blasting*, *Materials Transactions*, vol. 45, No. 5, 2004, s. 1722-1730.
- [23] Scott A., Cocker A., *Open Pit Blast Design, Analysis and Optimization*, Queensland 1996
- [24] Singh P.K., Roy M.P., Paswan R.K., Sarim M., Kumar S., *Blast design and fragmentation control – key to productivity*. CSIR-Central Institute of Mining and Fuel Research, India 2012, s. 1-18
- [25] Stan-Kłeczek I., *Wpływ spękań na anizotropię prędkości fal sejsmicznych w wybranych masywach skalnych, Zastosowanie metod statystycznych w badaniach naukowych VI Statsoft 2012*, s. 423-432
- [26] Sztuk H., Śnieżek J., Wojtkiewicz H., *Technika urabiania skał*. Wydawnictwo PWr 1980.
- [27] Trembecki A., *Teoria pola wywołanego detonacją materiału wybuchowego w górotworze*, Górnictwo Odkrywkowe 1-2/1972, s. 5-8
- [28] Zhendong L., Wenbo L., Ming Ch., Peng Y., Yinguo H., *A new theory of rock-explosive matching based on reasonable control of the crushed zone*, Wuhan, China 2015, s. 32-38