

# Zastosowanie analizy fotogrametrycznej oraz wskaźnika Hazena do oceny fragmentacji urobku w rosyjskich kopalniach rud

Vadim MUSTAFIN<sup>1)</sup>, Andrzej BIESSIKIRSKI<sup>2)</sup>, Dušan TERPÁK<sup>1)</sup>,  
Vladislav ROMA-NOV<sup>1)</sup>, Dmitry SUKHOV<sup>1)</sup>

<sup>1)</sup> Państwowy Uniwersytet Techniczny w Moskwie (MISIS)

<sup>2)</sup> AGH w Krakowie

Adres korespondencyjny: abiess@agh.edu.pl

DOI: 10.29227/IM-2017-02-32

## Streszczenie

W artykule przedstawiono zastosowanie techniki fotogrametrycznej w ruchu rosyjskich zakładów górniczych prowadzących eksploatację rud metali i diamentów. Analizy z wykorzystaniem oprogramowania komputerowego Split Desktop 2.0. przeprowadzono dla trzech różnych usypów urobku otrzymanych z ostatniej fazy wypuszczanej warstwy kompensacyjnej. Dodatkowo w artykule przedstawiono ocenę jednorodności usypu przy użyciu wskaźnika Hazena stosowanego w Rosji jako wskaźnika umożliwiającego dodatkową ocenę prowadzonych robót strzałowych. Na podstawie przeprowadzonych badań zauważono, że średnia ważona wielkość brył w odstrzelonym urobku znajduje się w zakresie wielkości przyjętych przez kopalnię. Otrzymany podczas analizy wskaźnik Hazen wskazuje zaś, że analizowane usypy są wielofrakcyjne co można tłumaczyć sposobem prowadzenia eksploatacji.

Słowa klucze: fragmentacja, krzywa składu ziarnowego, Split Desktop 2.0, system blokowy z wypuszczaniem urobku

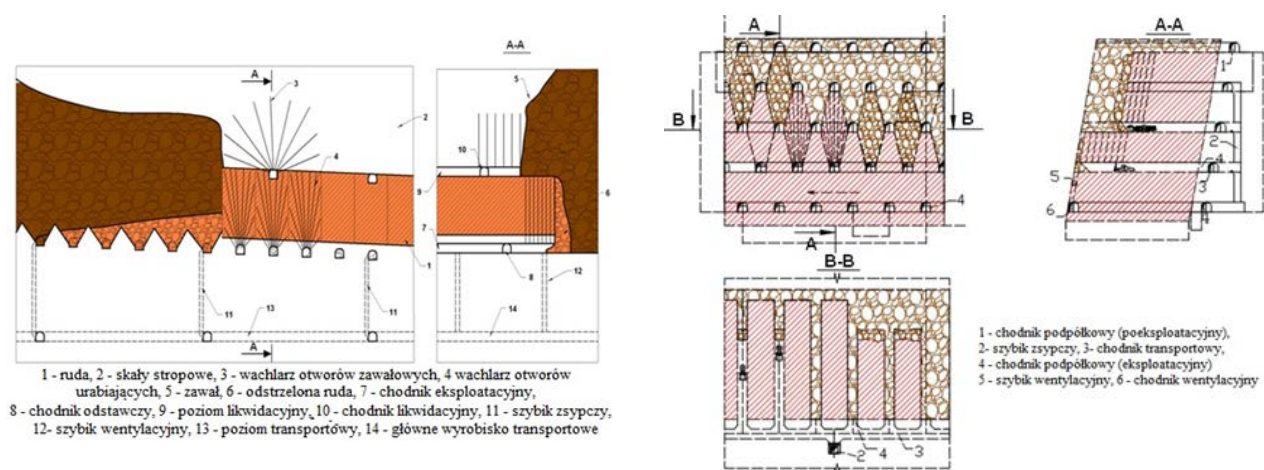
## Wstęp

Jednym z podstawowych parametrów mających znaczenie podczas prowadzenia eksploatacji rud przy zastosowaniu systemów z wypuszczaniem urobku z zawałem stropu jest fragmentacja urobku. Rozdrobnienie nie tylko pozwala na ocenę efektywności wykonywania robót strzałowych ale również wpływa na przebieg procesu wypuszczania, dobór urządzeń ładujących, transportujących, przeróbczych, jak również synchronizację całego układu technologicznego kopalni (Biessikirski i Biessikirski 2012; Terpák 2010). Wzrost zawartości frakcji grubych w rozluźnionej rudzie powoduje poszerzenie strefy wpływu otworów wypustowych, co korzystnie przekłada się na wielkość strat i zubożenie rudy. W przypadku występowania dużej ilości nadgabarytów (bryły powyżej 700 mm) może dochodzić do klinowania się lub zawieszania urobku podczas procesu wypuszczania (Terpák 2010; PN-B-02480:1986). Dodatkowo, z powyższego względu koniecznym staje się przeprowadzenie prawidłowej oceny fragmentacji urobku ze względu na możliwość przeprowadzenia ewentualnej korekty stosowanych parametrów robót strzałowych.

Obecnie do oceny fragmentacji urobku wykorzystywana jest analiza bezpośrednia oraz pośrednia. Analiza bezpośrednia (analiza sitowa) uważana jest za najdokładniejszą metodę oceny faktycznego stopnia rozdrobnienia urobku, jednak biorąc pod uwagę ilość koniecznego do przeanalizowania urobku, czasochłonność wykonywanych badań oraz czynnik ekonomic-

zny, metoda ta staje się mało praktyczna (Biessikirski 2016a; Esen i Bilgin 2010). Z powyższego względu metody pośrednie, w tym empiryczne np. zależność Kuznetsova, Cunninghama, jak również komputerowe wspomaganie oceny rozdrobnienia urobku lub składu ziarnowego materiałów drobnoziarnistych z wykorzystaniem specjalistycznych aplikacji m.in. techniki fotogrametrii czy metody laserowej znajdują szerokie zastosowanie (Cunningham 1983; Farmarzi i in. 2013; Kuznetsov 1973, Krawczykowski i in. 2012). Należy jednak zaznaczyć, że analizy oparte zwłaszcza na technice fotogrametrycznej znajdują zastosowanie przede wszystkim w zakładach górnictwa odkrywkowego co było przedmiotem licznych artykułów (Aler i in. 1996; Batko i Sołtys 2007; Biessikirski i in. 2016a; Biessikirski i in. 2016b; Farmarzi i in. 2013; Farmer i in. 1991 Maerz i in. 1987). W przypadku górnictwa podziemnego technikę fotogrametryczną wykorzystano głównie w badaniach wpływu spękań na stopień rozdrobnienia urobku oraz przy modelowaniu mechanizmu kruszenia podczas urabiania masywu skalnego przez maszyny TBM (Li i in. 2016; Yin i in. 2016).

Celem niniejszej publikacji jest przedstawienie możliwości zastosowania metody fotogrametrycznej oraz wskaźnika Hazena do oceny fragmentacji urobku w podziemnych kopalniach rud. Wskaźnik Hazena wykorzystywany głównie w geotechnice został dodatkowo zaadoptowany w Rosji jako jeden ze wskaźników umożliwiający ocenę robót strzałowych.



Rys. 1. System blokowy z czołowym wypuszczeniem urobku w a) Kopalni A, b) Kopalni B

Fig. 1. Sublevel caving in a) underground mine A, b) underground mine B

### Charakterystyka systemu eksploatacji w przedmiotowej kopalni A

Analizę rozdrobnienia urobku przeprowadzono dla dwóch rosyjskich kopalń rud (Kopalnia A oraz Kopalnia B) znajdujących się na Półwyspie Kolskim oraz kopalni diamentów (Kopalnia C) znajdującą się w Jakucji. Kopalnie A i B zlokalizowane są na terenie złoża Severny – Głuboki, którego północna część charakteryzuje się wystąpieniem intruzji Talnakh i Kharaclakh. Obie intruzje wykazują zróżnicowanie wysokościowe w obu skrzydłach uskoku (Lightfoot 2017).

Eksploatacja rudy niklowo- miedziowej ( $Ni \approx 0,48\%$  w 1 tonie rudy,  $Cu \approx 1,94$  prowadzona jest w obu kopalniach przy użyciu techniki strzelniczej z zastosowaniem systemu blokowego z czołowym wypuszczeniem urobku (rys. 1).

W Kopalni A rudę eksploatuje się w oparciu o system blokowy podpółkowy (z czołowym wypuszczeniem urobku) z zawałem stropu, rys.1a. Ogólna koncepcja polega na podziale złoża na bloki eksploatacyjne, których wysokość wynosi od  $18 \div 50$  m w zależności od miąższości złoża. W spągu wykonuje się chodniki eksploatacyjne, z których wierci się długie otwory strzałowe (urabiające) w układzie wachlarzowym. Odstrzeloną rudę wypuszcza się czołowo do chodnika eksploatacyjnego do momentu pojawienia się skały płonnej. Odstawa urobku odbywa się przy pomocy ładowarek i wozów odstawczych. W celu wymuszenia zawału wykonuje się i odpala wachlarze otworów w rejonie chodnika likwidacyjnego.

W Kopalni B do eksploatacji rudy stosuje się system blokowy podpółkowy z czołowym wypuszczeniem urobku, rys.1b. Eksploatację prowadzi się od góry w dół z zawałem skał stropowych. Złoże dzieli się na podpiętra, których wysokość wynosi do 30 m. W chodnikach eksploatacyjnych wykonuje się długie

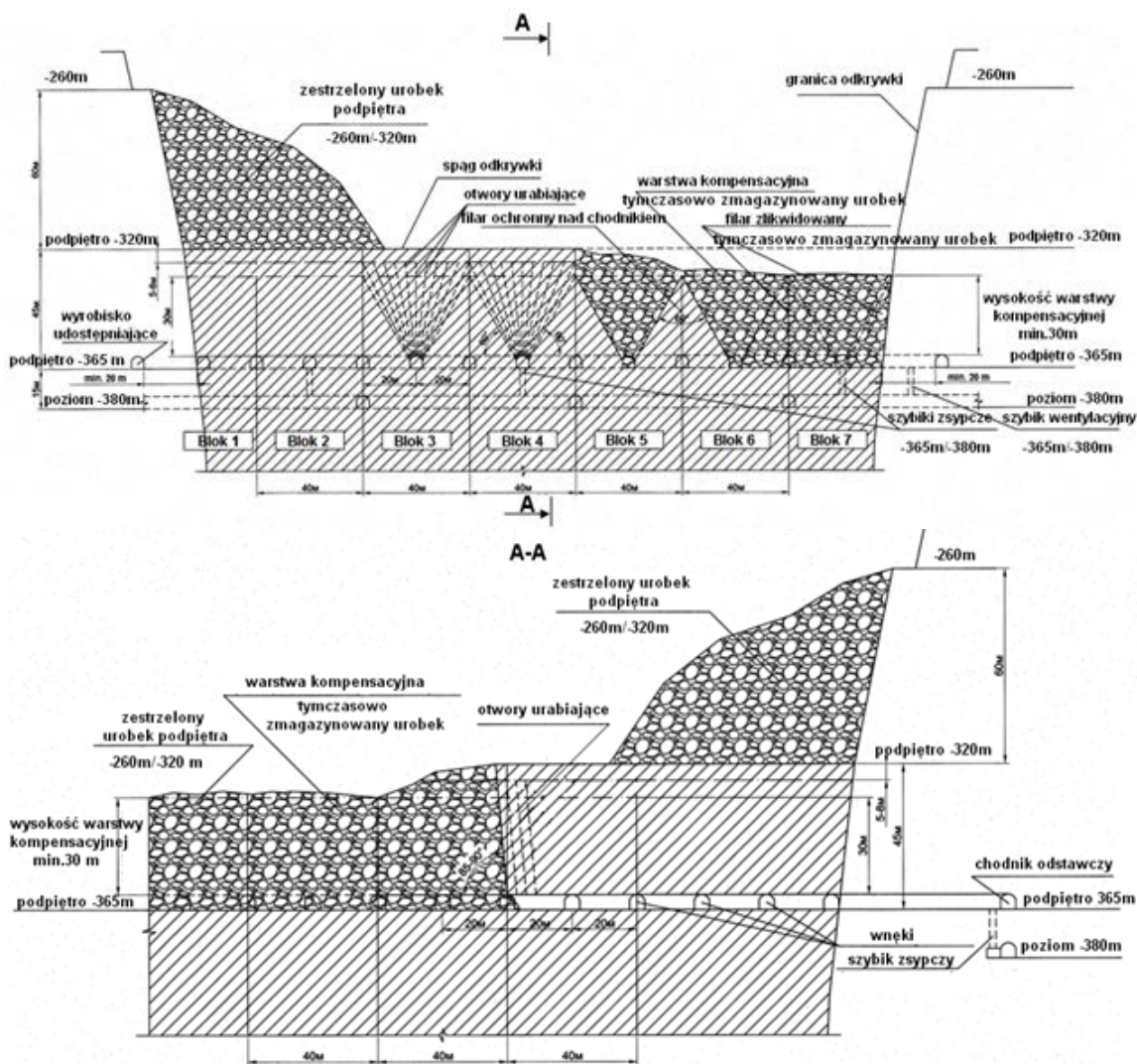
otwory urabiające w układzie wachlarzowym, a rudę wypuszcza się do chodnika eksploatacyjnego. Dodatkowo, na rys.1b przedstawiono poszczególne fazy wiercenia otworów i wypuszczenie urobku. Odstawa urobku w fazie pierwszej odbywa się przy pomocy ładowarek z przodka eksploatacyjnego do szybika zsypanego. W fazie drugiej urobek transportuje się przy pomocy wozów odstawczych.

W kopalni C, rys. 2, prowadzona jest eksploatacja złoża diamentów zalegających w formie dwóch sąsiadujących ze sobą kominów kimberlitowych. Kominy znajdują się pomiędzy warstwami wapieni dolnego Ordowiku. Diamenty zalegają w złożu eklogitowym, które znajduje się na kontakcie ze skałami perydytowo-dunitowymi. Złoże eksploatowane było odkrywkowo do 2010 roku. Następnie rozpoczęto eksploatację podziemną.

Obecnie złoże eksploatuje się systemem blokowym podpółkowym z czołowym wypuszczeniem urobku (rys. 2a, b). Złoże dzieli się na bloki eksploatacyjne o wymiarach  $40 \times 45$  m. W bloku wykonuje się długie otwory urabiające w układzie wachlarzowym o długości  $35 \div 38$  m pod kątem  $60 \div 90^\circ$ . W kolejnym etapie odstrzelony urobek wypuszcza się czołowo do chodnika eksploatacyjnego (rys.1b). Nachylenie czoła bloku wynosi od  $85 \div 90^\circ$ . Pomiędzy blokami pozostawia się filary o szerokości podstawy 40 m. Po wybraniu sąsiedniego bloku zestrzeliwuje się filar nad chodnikiem eksploatacyjnym, w wyniku czego powstaje warstwa magazynująca urobek. Kolejność wybierania i wypuszczania warstw kompensacyjnych przedstawiono na rys. 2a.

### Metodyka badawcza

Ocena rozdrobnienia urobku została wykonana z wykorzystaniem programu komputerowego SPLIT Desktop 2.0 znajdującego się na wyposażeniu Pracowni



Rys. 2. Schemat systemu blokowego podpółkowego z wypuszczeniem urobku a) przekrój prostopadły do rozciągłości złoża b) przekrój równoległy do rozciągłości złoża  
 Fig. 2. Cross section of sublevel caving a) in perpendicular direction to the deposit strike, b) in parallel direction to the deposit strike

Technik Strzelniczej i Oddziaływań na Środowisko AGH w Krakowie. Pierwszym etapem prac było sporządzenie niezbędnej dokumentacji fotograficznej zgodnie z zaleceniami opisanymi w pracach (Aler i in. 1996; Batko i Sołtys 2007; Farmarzi i in. 2013, Li i in. 2016).

Analizę przeprowadzono zgodnie z metodyką opisaną w artykułach (Biessikirski i in. 2017 a; Biessikirski i in. 2017b) dla usypów urobku pochodzących z trzech rosyjskich kopalń prowadzących eksploatację systemem z czołowym wypuszczeniem urobku (Kopalnia A i Kopalnia B) oraz systemem z blokowym wypuszczeniem urobku (Kopalnia C).

Przykładowe zdjęcie przedstawiające oceniane usypy przedstawiono na rys. 3.

Po wykonaniu okonturowania, użytkownik inicjuje w programie funkcję oceny fragmentacji na przykładzie rozkładu Schumanna. W wyniku przeprowadzonej analizy uzyskuje się logarytmiczno- liniowy wykres, przedstawiający krzywą składu ziarnowego badanego obszaru

usypu. Przykładową krzywą składu ziarnowego otrzymanego dla urobku nr 1 przedstawiono na rys 4.

Na podstawie rys. 4 zauważa się, że ilość brył nadgabarytowych (frakcji powyżej 700 mm) w usypie wynosi ok. 4,94%. Średnica największego ziarna (Top size – rys. 4) jest równa ok. 823,83 mm. Dodatkowo, ilość występującej frakcji najdrobniejszej poniżej 4,75 mm wynosi około 4,33% (PN-B-02480:1986).

### Analiza fragmentacji urobku

Ocenę fragmentacji wypuszczonego urobku sporządzono dla trzech rosyjskich kopalń prowadzących eksploatację podziemną. Dla każdego z usypów dokonano analizy fragmentacji urobku z wykorzystaniem programu Split Desktop 2.0. na podstawie 3 zdjęć wykonanych z różnych punktów, których wyniki następnie uśredniono (tabela 1) uzyskując tym samym krzywą składu ziarnowego dla pojedynczego usypu, rys. 5. Szczegółowe wyniki badań przedstaw-





Rys. 3. Analizowany urobek: a) usyp nr 1, urobek 1 b) usyp nr 1, urobek nr 2

Fig. 3. Analyzed muck pile: a) Underground mine A, b) Underground mine B, c) Under-ground mine C

iono w pracach (Biessikirski i in. 2017 a; Biessikirski i in. 2017b).

Na podstawie rys. 5 i tabeli 1 można stwierdzić, że średni procentowy udział wielkości ziaren urobku eksploatowanego w analizowanych kopalniach jest do siebie zbliżony. W przypadku Kopalni A, B i C średnia zawartość frakcji najdrobniejszej w strukturze urobku wynosiła odpowiednio ok. 2,84 %, 10,30% oraz 2,13%, a zawartość brył nadgabarytowych ok. 13,05%, 6,02% oraz 24,73%.

W tabeli 2 przedstawiono średni procentowy udział ziarna ( $w$ ) dla analizowanych kopalń w zależności od średniej wielkości rozmiaru ziarna dla danego przedziału (a).

Na podstawie przedstawionych danych w tabeli 2 wyznaczono średnią ważoną średnicę bryły znajdującą się w analizowanych usypach oraz wskaźnik jednorodności.

Średnią ważoną wielkość bryły w usypie urobku (por. tabela 3) obliczono według równania (1).

$$x = \frac{a_1 \cdot w_1 + a_2 \cdot w_2 + \dots + a_n \cdot w_n}{w_1 + w_2 + \dots + w_n} \quad (1)$$

gdzie:

$x$  – średnia ważona wielkość ziarna

$a_1, a_2, a_n$  – średni rozmiar ziarna [mm], tabela 2

$w_1, w_2, w_n$  – średni procentowy udział wielkości ziarna [%], tabela 2

Na podstawie otrzymanych danych można zauważyć, że średnia ważona wielkość brył w analizowanych usypach urobku znajduje się w przedziale 310,38÷527,04 mm. Ze względu na stosowany system eksploatacji przyjmuje się, że optymalny rozmiar urobku powinien znajdować się w przedziale 300÷400 mm. Uzyskanie dużej ilości brył o większych wymiarach jest niepożądane ze względu na możliwość zaklinowania lejów wysypowych podczas wypuszczania urobku. Z kolei wysoka zawartość frakcji najdrobniejszych byłaby niekorzystna m.in. ze względu na możli-

wość zlegania urobku czyli nadmiernego zagęszczenia uniemożliwiającego jego wypuszczenie. Wyznaczona średnia ważona wielkość bryły w urobku jedynie w przypadku Kopalni C znacznie przekracza założony przez kopalnię optymalny wymiar wielkości ziarna. Należy jednak zaznaczyć, że podczas procesu wypuszczania nie dochodziło do klinowania się urobku.

Zgodnie z stosowaną metodyką w analizowanych kopalniach przeprowadzono badanie jednorodności uziarnienia urobku w oparciu o wskaźnik różnoziarnistości Hazena ( $C_u$ ) (por. równanie 2). Wskaźnik  $C_u$  stosowany jest w geotechnice i stanowi miarę nachylenia krzywej składu ziarnowego na odcinku pomiędzy punktami opisującymi średnicę zastępczą ziaren, które wraz z mniejszymi stanowią odpowiednio 60% i 10% badanej próbki (rys. 5). Duża wartość wskaźnika Hazena świadczy, że grunt jest wielofrakcyjny i drobne frakcje wypełniają pory pomiędzy większymi ziarnami.

Analizowane rosyjskie kopalnie rudne, zaadaptowały wskaźnik Hazena jako jeden ze sposobu oceny efektu robót strzałowych. Wykorzystano do tego normę [GOST 25100:2010], w której przyjmuje się, że, dla wskaźnika większego od 3 analizowany urobek należy klasyfikować jako niejednorodny.

$$C_u = \frac{d_{60}}{d_{10}} \quad (2)$$

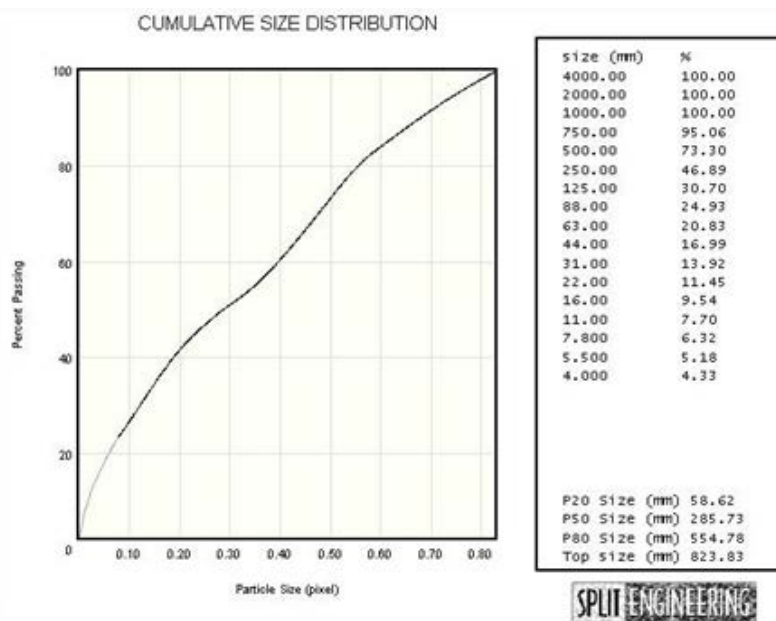
gdzie:

$C_u$  – wskaźnik Hazena,

$d_{60}$  – średnica cząstek odpowiadająca zawartości 60%, na podstawie tabeli 2,

$d_{10}$  – średnica cząstek odpowiadająca zawartości 10% (średnica efektywna), na podstawie tabeli 2.

Na podstawie wyznaczonych wskaźników Hazena tabela 3, można stwierdzić, że analizowane usypy urobku są niejednorodne z interpretacją jako wielofrakcyjne czemu może towarzyszyć przesuwanie się frakcji najdrobniejszej w głąb usypu. Pożądany urobek powinien być jednorodny lub odznaczać się



Rys. 4. Przykładowa krzywa składu ziarnowego dla przekroju usypu nr 1 urobku nr 1

Fig. 4. Cumulative size distribution muck pile no 1 series 1

nieznaczną niejednorodnością. W praktyce otrzymanie współczynnika zbliżonego do 3 jest w przypadku robót strzałowych oraz stosowanego systemu eksploatacji praktycznie niemożliwe. Dlatego uzyskane współczynniki koreluje się z udziałem poszczególnych frakcji (tabela 2) oraz wyznaczonym średnim rozmiarem ziarna uzyskanym indywidualnie dla poszczególnych kopalń. W przypadku Kopalni A współczynnik jednorodności wynosił 12,42 (tabela 3), średnia ważona wielkość bryły (418,41 mm) nieznacznie przekraczała wielkość optymalną, a średni procentowy udział wielkości ziarna (tabela 2) wskazywał, że dominująca część urobku znajdowała się w przedziale frakcji 125÷1000 mm. Podobne rezultaty otrzymano dla Kopalni B ( $C_u = 88,24$ ,  $x = 310,38$  mm przy dominującym występowaniu urobku w przedziale 125÷750 mm) i Kopalni C ( $C_u = 12,47$ ,  $x = 527,07$  mm przy dominującym występowaniu urobku w przedziale 250÷2000 mm). Uzyskanie tak wysokiego wskaźnika  $C_u$  dla Kopalni B należy tłumaczyć występowaniem znacznej ilości frakcji najdrobniejszej (udział 10,30% frakcji o rozmiarze 4 mm, tabela 1) w strukturze usypu. Ponadto uwzględniając, że średni ważony rozmiar bryły znajduje się na granicy optymalnego przedziału 300÷400 mm to należałoby się zastanowić nad ewentualną korektą parametrów robót strzałowych, które mogłyby teoretycznie poprawić stopień fragmentacji urobku.

Należy domniemywać, że w przypadku rozpatrywania tylko i wyłącznie zakresów frakcji w której znajduje się najbardziej dominująca część urobku (pominięcie frakcji najdrobniejszej oraz nadgabarytowej) otrzymane dla analizowanych kopalń wskaźni-

ki Hazena uległyby obniżeniu, a wyznaczone wartości w przypadku Kopalni A i B byłyby prawdopodobnie zbliżone do wartości 3.

## Wnioski

Wykonane analizy pokazują możliwość zastosowania techniki fotogrametrycznej w górnictwie podziemnym. Należy jednak zaznaczyć, że uzyskane wyniki należy traktować z przybliżeniem ze względu na fakt, że metoda fotogrametryczna umożliwi ocenienie urobku znajdującego się w wierzchniej warstwie usypu. Celem dokładniejszej analizy należałoby zastosować pośrednią ocenę fragmentacji czyli kilkukrotne badanie rozdrobnienia usypu w profilach uzyskanych po jego częściowym odebraniu.

Na podstawie przeprowadzonych badań można zauważyć, że wyznaczone krzywe składu ziarnowego są dla wszystkich kopalń zbliżone, z tym że dla Kopalni B obserwuje się wyraźnie większą zawartość frakcji najdrobniejszej (ok. 10,30%, tabela 1) a dla Kopalni C wyraźnie wyższą zawartość frakcji nadgabarytowej (ok. 24,73%), tabela 2.

W przypadku urobku otrzymanego dla Kopalni A i C średnie ważone wielkości ziarna znajdują się w założonej przez kopalnie wielkości optymalnej. Jedynie w przypadku Kopalni C, średnia ważona wielkość bryły w urobku jest znacznie większa niż założony przez kopalnie zakres 300–400 mm.

Wyznaczone wskaźniki Hazena świadczą, że analizowane usypy należy traktować jako niejednorodne z interpretacją jako wielofrakcyjnie. Wynikać to może ze sposobu prowadzenia eksploatacji. W szczególności-

Tab. 1. Średni procentowy udział wielkości ziaren w urobku  
 Tab. 1. The average percentage of the output particle size

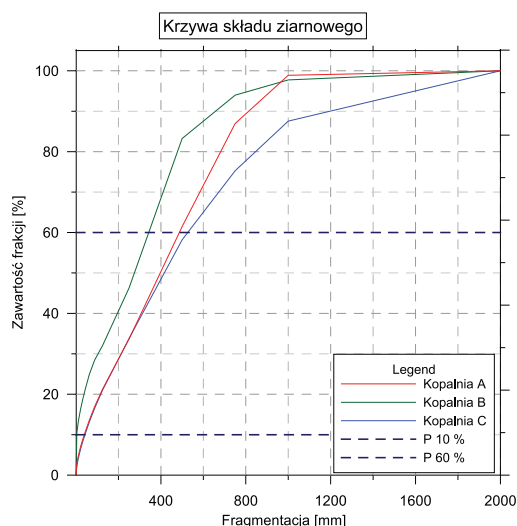
Graniczny rozmiar ziarna	Średnia wartość procentowych udziałów wielkości ziaren		
	[mm]	Kopalnia A, [%]	Kopalnia B, [%]
< 4,00	2,84	10,30	2,13
< 5,50	3,33	11,14	2,69
< 7,80	4,00	12,07	3,32
< 11,00	4,82	13,25	4,13
< 16,00	5,93	14,80	5,26
< 22,00	7,12	16,42	6,48
< 31,00	8,72	18,57	8,14
< 44,00	10,81	21,35	10,30
< 63,00	13,60	24,91	13,15
< 88,00	16,97	28,44	16,52
< 125,00	21,25	32,04	21,02
< 250,00	33,67	46,28	33,82
< 500,00	61,48	83,24	58,20
< 750,00	86,95	93,98	75,27
< 1000,00	98,88	97,73	87,55
< 2000,00	100,00	100,00	100,00

Tab. 2. Średni procentowy udział ziarna w zależności od średniego rozmiaru ziarna  
 Tab. 2. The average percentage of the output particle size in relation to the average grain size

Średni rozmiar ziarna (a)	Średnia wartość procentowego udziału ziarna w zależności od średniego rozmiaru ziarna (w)		
	[mm]	Kopalnia A, [%]	Kopalnia B, [%]
2,00	1,42	5,15	1,07
4,75	1,91	5,99	1,62
6,65	0,67	0,93	0,63
9,40	0,82	1,17	0,81
13,50	1,11	1,55	1,13
19,00	1,19	1,62	1,22
26,50	1,60	2,15	1,66
37,50	2,09	2,78	2,16
53,50	2,78	3,57	2,85
75,50	3,37	3,53	3,37
106,50	4,29	3,60	4,49
187,50	12,41	14,24	12,8
375,00	27,81	36,96	24,39
625,00	25,48	10,74	17,07
875,00	11,92	3,75	12,28
1500,00	1,12	2,27	12,45

Tab. 3. Średnia ważona wielkość ziarna wyznaczona dla analizowanych kopalni  
 Tab. 3. The average diameter of debris determined for the analyzed underground mines

Średnia ważona wielkość ziarna (x)		
Kopalnia A, [mm]	Kopalnia B, [mm]	Kopalnia C, [mm]
418,41	310,38	527,04



Rys. 5. Krzywe składu ziarnowego: a) dla urobku nr 1 i urobku nr 2 b) uśrednionego urobku

Fig 5. The cumulative size distribution: a) of each stage – Underground Mine A b) for the whole series – underground Mine A c) of each stage – Underground Mine B b) for the whole series – underground Mine B

ci zwraca uwagę wartość uzyskanego współczynnika  $C_u$  dla Kopalni B wynosząca ok. 88,24. Rozpatrując ją równocześnie z wyznaczonym średnim ważonym rozmiarem ziarna oraz dominującymi frakcjami w wierzchniej warstwie usypu należy wnioskować nad ewentualną korektą parametrów robót strzałowych w przypadku uzyskania podobnych rezultatów dla urobku otrzymanego z późniejszej eksploatacji w tym samym polu. W przypadku Kopalni A i C wykonywane roboty strzałowe należy ocenić dobrze pod kątem uzyskanych efektów.

Można domniemywać, że w przypadku rozpatrywania przedziałów frakcji które stanowią dominującą

część urobku wyznaczone współczynniki dla Kopalni A i C byłyby zbliżone do 3, a dla Kopalni B uzyskana wartość byłaby znacznie niższa.

Ponadto należałoby przypuszczać, że we wszystkich przypadkach frakcja najdrobniejsza będzie przenikała w głąb usypu. Jednak celem sprawdzenia powyższego twierdzenia należałoby poddać badane usypy dokładniejszej analizie fotogrametrycznej poprzez zastosowanie wyżej wspomnianej analizy pośredniej.

Badania zostały zrealizowane z ramach działalności statutowej AGH nr 11.11.100.597

## Literatura – References

1. Aler i in. 1996 – Aler, J., Du Mouza, J., Arnould, M. 1996. Measurement of the fragmentation efficiency of rock mass blasting and its mining applications. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences Geomech.* 33(2), s. 125–139.
2. Batko, P. i Sołtys, A. 2007. O sposobach określania składu ziarnowego urobku po strzelaniu. *Magazyn WUG: Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie* 9(1), s. 5-8.
3. Biessikirski, A. i Biessikirski R. 2012. Wpływ warunków geologiczno-górnicznych na fragmentację urobku w kopalniach wapienia. *Magazyn WUG : Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie.* 12, s. 18 - 27.
4. Biessikirski i in. 2016a – Biessikirski, A., Dworzak, M., Pyra, J. 2016. Pośrednia analiza fragmentacji urobku otrzymanego w wyniku robót strzałowych wykonywanych w kopalni dolomitu. *Przegląd górniczy.* 72(7), s. 33-38.
5. Biessikirski i in. 2016b Biessikirski, A., Dworzak, M., Pyra, J. 2016. Analiza porównawcza fragmentacji urobku na przykładzie jednej z kopalń dolomitu. *Przegląd górniczy.* 72(12), s. 48-53.
6. Biessikirski i in. 2017a – Biessikirski, A., Terpák, D., Mustafin, V., Romanov, V., Suchov. D. 2017. Analiza fragmentacji rudy niklowo-miedziowej eksploatowanej systemami z czołowym wypuszczaniem urobku na przykładzie rosyjskich kopalń podziemnych. *Przegląd górniczy.* (artykuł przyjęty do druku).
7. Biessikirski i in. 2017b – Biessikirski, A., Terpák, D., Mustafin, V., Romanov, V., Suchov. D. 2017. Fotogrametryczna ocena profilu uziarnienia materiału skalnego na przykładzie systemu blokowego z wypuszczaniem urobku. *Przegląd górniczy.* (artykuł przyjęty do druku).
8. Cunningham, C.V.B. 1983. The Kuz–Ram model for prediction of fragmentation from blasting. *The 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting.* Lulea. 22-26 sierpień 1983. Lulea University of Technology. s. 439–453.
9. Esen, S. i Bilgin, H.A. 2001. Effect of Explosive on Fragmentation. [Online] Dostępne w: [http://www.metsominerals.com/inetMinerals/mm\\_proc.nsf/WebWID/WTB-060320-2256F60F1C/\\$File/esen\\_fragmentation\\_2001.pdf](http://www.metsominerals.com/inetMinerals/mm_proc.nsf/WebWID/WTB-060320-2256F60F1C/$File/esen_fragmentation_2001.pdf). [Dostęp: 2013]
10. Farmer i in. 1991 – Farmer, I.W., Kemeny, J.M., McDoniel C. 1991. Analysis of rock fragmentation in bench blasting using digital image processing. *International Congress on Rock Mechanics.* Aachen. 12-19 maj 1991. Rotterdam: A Balkema Publishers 1993, s. 1037-1042.
11. Farmarzi i in. 2013. – Farmarzi, F., Mansourin, H., Ebrahimi Farsangi, M.A. 2013. A rock engineering systems based model to predict rock fragmentation by blasting. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.* 60, s. 82–94.
12. GOST 25100, Moskva 2010. Grunty. Klassifikacija, Nacional'nyj Standart Rossijskoj Federacii.
13. Krawczykowski i in. 2012 – Krawczykowski, D., Krawczykowska, A., Trybalski, K. 2012. Laser particle size analysis – the influence of density and particle shape on measurement results. *Gospodarka surowcami mineralnymi.* 28(4), s. 101-112.
14. Kuznetsov, V. M. 1973. The mean diameter of fragments formed by blasting rock. *Journal of Mining Science.* 9(2), s. 144–148.
15. Li i in. 2016 – Li, X.F., Li, H.B., Liu, Y.Q., Zhou, Q.C., Xia, X. 2016. Numerical simulation of rock fragmentation mechanism subject to wedge penetration for TBMs. *Tunneling and Underground Space Technology.* 53, s. 96-108.
16. Lightfoot, P.C. 2017. Nickel sulfide ores and impacts melts. *Origin of the sudbury igneous complex,* Amsterdam: Elsevier, s. 680.
17. Maerz i in. 1987 – Maerz, N.H., Franklin, J.A., Coursen, D.L. Fragmentation measurements for experimental blasting in Virginia. S.E.E. 3rd Mini - Symposium on Explosives and Blasting



Research. Miami. 5-6 luty 1987. ISEE, s. 56 - 70.

18. PN-B-02480:1986. Grunty budowlane - Symbole, podział i opis gruntów.
19. Terpák, D. 2010. Vplyv zmeny koeficienta približenia náloží na fragmentáciu rozvalu pri trhacích prácach na VDZ v SMZ, a.s. Jelšava. Praca dyplomowa, FBERG Košice.
20. Terpák, D. 2016:Modelirovanie processa vypuska lignita pri otrabotke moshnyh pologh plavstov. Problemy nedropol'zovaniâ. Konferencja mlodych uczonych. Sankt – Peterburg 20–22 kwietnia., 2016, Saint=Petersburg Mining University, s. 98 – 99.
21. Yin i in. 2016 – Yin, L., Miao, C., He, G., Dai, F., Gong, Q. 2016. Study on the influence of joint spacing on rock fragmentation under TBN cutter by linear cutting test. Tunneling and Underground Space Technology. 57, s. 137-154.

### *Application of Photogrammetry Analysis and Hazen's Index in Evaluation of Muck Pile Fragmentation Obtained in Russian Ore Mines*

*The application of photogrammetry analysis in evaluation of the muck pile fragmentation of Russian diamond and nickel ore mines was presented in the article. The evaluation was per-formed in the Split Desktop 2.0 software based on the photographic documentation of three different muck piles obtained from the last phase of sublevel caving. Moreover calculation of the Hazen index which may be applied in Russia as an additional tool to evaluate blasting works was included. According to performed analysis it can be observe that the average grain diameters were in the optimum range. Furthermore the Hazen index shows that all analyzed muck piles should be evaluated as various grain size. This could be explained by the type of exploitation system which was used during ore extraction.*

*In publications, there is a review of the knowledge related to salt flotation and it presents the results of the analysis of the efficiency of the flotation process for coal as a raw material. The qualitative parameters of the enrichment products were evaluated based on flotation tests that were carried out for variable pulp salinity conditions. The main aim was to determine the impact of technological water quality on the course and effectiveness of the flotation process.*

*Keywords: fragmentation, cumulative size distribution, Split Desktop 2.0, block caving mining method*