

# Ocena zagrożenia zawałowego w zakładach górniczych LGOM

## The assessment of the roof fall hazard in Legnica-Glogow Copper District mining plants



*Dr hab. inż. Piotr Malkowski \*)  
prof. AGH*



*Mgr inż. Dariusz Juszyński \*)*

**Treść:** W artykule zostały przedstawione sposoby oceny zagrożenia zawałowego w zakładach górniczych Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego (LGOM). Na podstawie przeglądu zjawisk zawałowych, jakie miały miejsce w latach 2009–2018, przedstawiono mechanizm zawałów i opadów skał oraz ocenę roli spękań stropu jako czynnika kształtującego możliwość utrzymania stateczności wyrobisk. Następnie przeprowadzono a posteriori ocenę jakości skał w oparciu o wskaźnik RMR (*Rock Mass Rating*) oraz ocenę ryzyka zawałowego, wykorzystując wskaźnik RFRI (*Roof Fall Risk Index*), w miejscach, gdzie doszło do zdarzeń zawałowych oraz porównano z miejscami, gdzie do takich zdarzeń nie doszło. Na podstawie wykonanej analizy oraz przeprowadzonych badań zostały sformułowane wnioski wskazujące na konieczność nowego podejścia do tematu oceny stateczności i prognozowania zagrożenia zawałowego w rejonie LGOM.

**Abstract:** This paper presents assessment methods of the roof fall hazard in LGOM mining plants. On the basis of the review of roof fall phenomena that took place in 2009–2018, the mechanism of roof falls and the role of the roof cracks as a factor which shapes the possibility of the workings stability are presented. Then, a posteriori the assessment of rock quality was carried out based on the RMR index and assessment of roof fall risk using the RFRI index. The study has been carried out for the sites where the roof falls occurred and for the chosen sites where there were no roof collapses. On the basis of the analysis and research carried out, conclusions were made indicating the need for a new approach to the subject of stability assessment and forecasting of roof fall in the Legnica-Glogow Copper District.

### **Słowa kluczowe:**

*jakość skał stropowych, zagrożenie zawałami, opady i obwały skał*

### **Keywords:**

*quality of roof rocks, rock fall hazard, roof rock collapses*

## 1. Wstęp

Wykonanie wyrobisk górniczych w górotworze powoduje naruszenie pierwotnego stanu naprężenia i odkształcenia. Jest ono tym większe, im ośrodek skalny jest bardziej anizotropowy, a taki właśnie występuje w obrębie LGOM (Kozłowski i Kudelko 2014). Wynika to nie tylko ze zmienności litologii skał w obrębie złoża, czyli obecności skał węglanowych, piaskowców, łupków i innych o różnych właściwościach geomechanicznych, ale głównie ze względu na występowanie zaburzeń geologicznych o charakterze tektonicznym (Goszcz 1999). Dodatkowo w warunkach LGOM skały stropowe wyrobisk charakteryzują się warstwową budową, z wypełnieniem przestrzeni międzywarstwowych substancjami o obniżonych parametrach wytrzymałościowych, takich jak gips, kalcyt

i łupek (Goszcz 1999). Jednocześnie piaskowcowe warstwy spągowej części furty eksploatacyjnej charakteryzują się różnym spoiwem, co przekłada się na ich zmienne cechy fizyczne, przede wszystkim wytrzymałościowe (Kidybiński 1982).

Jak podają Nazimko i Aleksandrov (2001), większość wyrobisk podziemnych utrzymywanych jest w niekorzystnych warunkach geomechanicznych, tj. w sytuacji: dużego ciśnienia górotworu, mało wytrzymałych skał otaczających, agresywnego wpływu dopływających wód i ruchów górotworu wywołanych eksploatacją. Ponadto, w czasie dochodzi do propagacji spękań i mikrospełniań oraz ustalenia się tzw. wytrzymałości długotrwałej, która dla skał węglanowych rejonu LGOM wynosi ok. 64% wytrzymałości natychmiastowej (Chudek 2002), a dla margli tylko 50% ich wytrzymałości natychmiastowej (Piechota i in. 1999). Dalsze osłabianie skał oddziaływaniem wody lub wzrostem naprężeń ze względu na zmieniającą się sytuację górnictwem

\*) AGH Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie

też wzmocnianie górotworu np. poprzez iniekcję powoduje ciągle zmiany stanu geomechanicznego panującego wokół wyrobiska górniczego. W przypadku długo utrzymywanych wyrobisk stan ten powinien być ponownie analizowany po określonym czasie (Nazimko i Aleksandrov 2001).

W niniejszym artykule przeanalizowano parametry skał, ich jakość oraz sytuację górnictwa w miejscu zawałów stropu, jakie miały miejsce w latach 2009-2018 w kopalniach rud miedzi Rudna i Polkowice - Sieroszowice w Polsce. Celem analizy było sprawdzenie, czy jakość skał stropowych mogła być przyczyną zaistniałych zdarzeń, czy też zaistniały inne czynniki, który uruchomiły proces zawałowy. W celu analizy wykorzystano wskaźnik jakości górotworu RMR (Bieniawski 1989) oraz wskaźnik zagrożenia zawałowego RFRI (Innacione i in. 2006, 2007a, 2007b).

## 2. Mechanizm zawałów i obrywania się skał

Według Nierobisza (2000) w kopalniach LGOM występują następujące rodzaje zawałów:

- ze względu na gęstą siatkę spękań, strop efektywnie zachowuje się jak nieuwarstwiony – materiał skalny opada pomiędzy kotew i powstaje powierzchnia stropu dostosowana do kierunku zalegania warstw (rys. 1a),
- strop pracuje jak odseparowana od ociosów i odspojona od wyższych warstw stropu kamienna belka, której ugięcie jest na tyle znaczne, że możliwe jest zerwanie żerdzi kotew

- lub przeciągnięcie nakrętek przez podkładki, odspojenie stropu powyżej poziomu zakotwienia oraz ścięcie powyżej ociosów przekształca strop bezpośredni w belkę, która przy dostatecznej szerokości odsłonięcia stropu traci stateczność i opada do wyrobisk (rys. 1b).

Jak podaje Hoek (2005), poślizgi na płaszczyznach uławiczenia pomiędzy przyległymi warstwami są głównym problemem w utrzymaniu stateczności skał stropowych w wyrobiskach górniczych. Można je rozpatrywać w odniesieniu do stosunku szerokości wyrobiska względem średniej miąższości warstw stropowych. Dla niskich wartości tej proporcji poślizgi zdarzają się w narożach wyrobisk. Jednakże najczęściej są one związane ze szczelinami prostopadłymi do uławiczenia, które oddziałują na wszelkie istniejące nieciągłości. Dla wysokich wartości proporcji szerokość wyrobiska - warstwy stropowe (duże otwarcie stropu – cienkie warstwy w stropie) poślizgi mogą zachodzić na całej szerokości wyrobiska. Skutkiem powstawania poślizgów jest przemieszczenie niższej warstwy w stronę centralnej części wyrobiska wraz z postępującą separacją niższych warstw względem wyższych (rys. 2). W wyniku powstających rozwarstwień pionowych, warstwy oddzielające się poddane są własnemu obciążeniu, natomiast warstwy wyżej zalegające zachowują płaszczyzny poślizgu i poddane są obciążeniu również warstw nadległych. W ten sposób powstaje coraz większa strefa spękań wokół wyrobiska, która zależeć będzie od intensywności uwarstwienia i parametrów geomechanicznych skał (Małkowski 2014).



Rys. 1. Obwały stropu w wyrobiskach chodnikowych, a) opadnięcie skał pomiędzy kotew (fot. K. Skrzypkowski), b) odspojenie stropu powyżej poziomu kotwienia (photo: D. Juszyński)

Fig. 1. Roof falls in mining sidewalks, a) roof falls between rockbolts (fot. K. Skrzypkowski), b) roof block separation above the rockbolts (photo: D. Juszyński)



Rys. 2. Mechanizm pękania i separacji cienkich warstw stropowych

Fig. 2. Mechanism of roof beds cracking and their separation



Według Goszcza (1999) w uwarstwionym masywie skalnym w pierwszej kolejności, pod wpływem narastającego obciążenia zewnętrznego, deformować się będą warstwy najsłabsze o najmniejszej wytrzymałości i największej odkształcalności, natomiast warstwy mocne do pewnej wartości naprężeń odkształcać się będą sprężysto.

Według Pytla (2012) mechanizm powstawania wysokich zawałów w stropie uwarstwionym tłumaczy się w dwojaki sposób:

- zawał inicjowany jest przez powstanie pęknięcia ukośnego wynikającego z działania największych naprężeń głównych w jednorodnym materiale lub poprzez uaktywnienie się ukośnej lub pionowej powierzchni nieciągłości przy ociosie wyrobiska. Powstała szczelina propaguje w kierunku poziomym, przekształcając strop bezpośredni w belkę (płytkę) wspornikową, która przy istnieniu odpowiednich warunków naprężeniowych (np. duży moment zginający w miejscu utwierdzenia) prowadzi do zawału całego elementu;
- na skutek działania sił rozciągających kotwy, w poziomie zakotwienia jednopoziomowego obudowy, generowana jest strefa naprężeń rozciągających powodująca odspojenie skotwionych ławic stropu bezpośredniego od wyżej znajdujących się mas skalnych.

W kopalniach rud miedzi LGOM, mogą występować obydwa modele zawałów stropu. W pierwszym przypadku, inicjowanie procesu zaczyna się od powstania pęknięcia ukośnego. W drugim przypadku, rozpoznanie mechanizmu zostało umożliwione po wprowadzeniu w kopalniach miedzi obowiązku wziernikowania otworów stropowych – badań endoskopowych.

Należy zauważyć, że poza obwałami wysokimi występują również tzw. obwały płytkie (Piechota i in. 1999). Są to opadnięcia łąty stropowej obejmującej najczęściej jedną lub kilka ławic skał węglanowych, których grubość jest mniejsza niż długość żerdzi kotwowej. Przyczyną takich obwałów są zwykle zjawiska sejsmiczne, lub też odpajanie się ilastych przewarstwień podczas wiercenia otworów kotwowych z użyciem płuczki wodnej.

W przypadku uwarstwionych, ale mocnych skał, takich jak występują w rejonie LGOM, strop zabezpieczony jest na ogół obudowa kotwowa. Możliwość jej zastosowania i skuteczność jej działania zależy od (Zorychta 1996):

- stanu naprężenia (w tym niszczenia skał na skutek koncentracji naprężeń),
- geomechanicznych właściwości skał (wytrzymałościowych i odkształceniowych),
- zagrożeń wstrząsowych implikujących powstawanie obciążeń dynamicznych.

Obudowa kotwowa jest skuteczna, jeżeli całkowicie eliminuje ryzyko powstania lokalnych obwałów górotworu, a przede wszystkim wyklucza globalny zawał części lub całego wyrobiska (Gałczyński Wojtaszek 2007). O ile o zabezpieczeniu przed obwałami decyduje nośność poszczególnych kotwi i opinka stropu (siatka, torkret itp.), o tyle zawałom może przeciwdziałać jedynie układ nośny uformowany przez całą grupę kotwi i zawartym między nimi górotworem, które w ten sposób stanowią element konstrukcyjny. Z analiz wynika (Cała i in. 2001, Kozłowski, Kudęko 2014), że kotwienie skał powoduje wzrost wytrzymałości górotworu, mobilizując siły tarcia na kontakcie spękań. Wobec powstających w skałach naprężeń rozciągających, kotwy mają więc za zadanie wytworzyć naprężenia ściskające w górotworze oraz przejąć na siebie naprężenia rozciągające wynikające z rozwarstwiania się skał. Sprawia to, że możliwe jest utrzymanie prawidłowej geometrii wyrobiska oraz zapewnienie bezpieczeństwa dla ludzi i maszyn (Butra, Kicki 2003, Kozłowski, Kudęko

2014). Jak podają Pytel i inni (2018), istnieje duże prawdopodobieństwo, że systemy eksploatacji wykorzystujące proste i niedrogie systemy obudów na umiarkowanej głębokości, w miarę jej zwiększania będą musiały wykorzystywać takie ich rodzaje, które będą w stanie albo przenosić wprost te zwiększone obciążenia przez swoją zwiększoną sztywność (mało odkształcalne obudowy kombinowane, w tym kotwy, torkret, siatki itp.), albo przenosić tylko część tych zwiększonych obciążeń, dopuszczając znaczne, choć kontrolowane deformacje skał otaczających. Takimi obudowami mogą być obudowy podatne w postaci kotew o specjalnej konstrukcji w kombinacji z siatkami stalowymi oraz cięgnami (Kidybiński, Nierobisz 2008), lub też systemy kotwi z opinkami linowymi (Pytel 2012).

Wykonanie wyrobiska i zabezpieczenie go obudową kotwową musi się jednak wiązać z objęciem go obserwacją ze względu na deformacje górotworu jakie zachodzą w trakcie prowadzonych robót górniczych. Odpowiedź górotworu na zmienną sytuację geomechaniczną jest charakterystyczna dla warunków panujących w danym rejonie, toteż tylko obserwacja górotworu i obudowy może pozwolić na podjęcie decyzji w zakresie dodatkowych czynności profilaktycznych lub zabezpieczających, jak np. dotyczących obrywki (ręcznej, mechanicznej), dodatkowej zabudowy innych elementów obudowy itp.

### 3. Profilaktyka a zawały

Odpowiedź górotworu, rozpatrywana pod kątem zachowania stateczności utworów stropowych, w głównej mierze zależy od sposobu likwidacji zrobów, geometrii filarów, szerokości otwarcia, budowy oraz własności wytrzymałościowych i odkształceniowych warstw stropowych oraz filarów technologicznych. Generalnie złoża w warunkach LGOM, wybierane jest obecnie systemami z ugięciem warstw stropowych na upodatnionych filarach resztkowych. Wobec mocnych, słabo odkształcalnych skał, przy takim systemie eksploatacji i dużych powierzchniach pól eksploatacyjnych zagrożeniem wiodącym jest zagrożenie tapaniami. Zatem poszukiwania optymalnych relacji: wielkość filarów - szerokość wyrobisk - szerokość otwarcia powinny dążyć do ograniczenia w pierwszej kolejności zagrożenia wiodącego. Z punktu widzenia zagrożenia tapaniami najbardziej zagrożonym obszarem jest front robót eksploatacyjnych ze względu na nie w pełni upodatnione filary technologiczne. Z punktu widzenia zagrożenia zawałowego obszarem najbardziej zagrożonym jest rejon robót likwidacyjnych, ponieważ upodatnione filary, zmniejszające zagrożenie tapaniami, przy pewnych szerokościach otwarcia powodują powstanie dużych konwergencji oraz licznych rozwarstwień w stropie. Te z kolei prowadzą do powstawania spękań ukośnych i pionowych, czemu generalnie nie jest w stanie przeciwstawić się obudowa kotwowa i zmiana jej parametrów - rodzaj kotwi, ich długość, sposób utwierdzenia w stropie oraz siatka kotwienia. Pytel (2012) zwraca uwagę, że w typowej sytuacji geologiczno-górnictwej LGOM w przypadku zaistniałych obwałów sam ciężar własny zawałonego do wyrobiska materiału zawsze był niewystarczający, by generować pęknięcia pionowe stropu. Pęknięcia te istniały wcześniej i pojawiają się w górotworze tym szybciej, im większe jest uławicenie skał stropowych. Goszcz (1999) podkreśla, że skały rejonu LGOM wykazują naturalną podzielność zarówno w kierunku równoległym, jak i poprzecznym do uwarstwienia. Profilaktyka zawałowa powinna zatem dotyczyć zarówno działań organizacyjnych, jak i doraźnych.

W kopalniach LGOM w ramach profilaktyki zawałowej jest wykonywana kontrola stateczności stropu. Identyfikacja zagrożenia zawałowego polega na ocenie stateczności stropu oraz pracy obudowy i obejmuje (Butra, Kicki 2003, Matusz, Szczerbiński 2013):

- obserwacje sygnalizatorów rozwarstwienia stropu, które są budowane na wszystkich skrzyżowaniach wyrobisk eksploatacyjnych,
- obserwacje wizualne powstawania i rozwoju spękań stropu,
- wykonywanie badań endoskopowych stropu w celu rozpoznania jego budowy (rozwarstwienia, płaszczyzny podzielności, przerosty),
- ocena wykonania obudowy kotwowej - badanie momentu dokręcenia i nośności kotwi,
- obserwacja zachowania się obudowy pod wpływem przejmowanych obciążeń - deformacja podkładek kotwowych, pękanie i łamanie stojaków obudowy drewnianej, kontrola pracy indywidualnych stojaków hydraulicznych, itp.

Na podstawie powyższych informacji zebranych przez służby kopalniane (np. obserwatorów z Działów Tępań i Obudowy lub geologów rejonowych) kierownicy działów górniczych podejmują decyzję o potrzebie i sposobie dodatkowego zabezpieczenia wyrobisk.

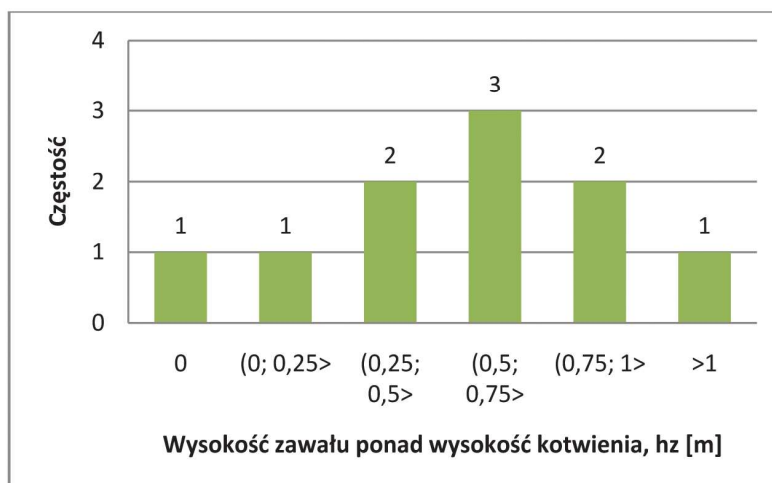
#### 4. Analiza zaistniałych zdarzeń zawałowych

Autorzy artykułu dokonali przeglądu zjawisk zawałowych, jakie miały miejsce w kopalniach LGOM w latach 2009-2018. Ze względu na kompletność danych w niniejszym artykule wykonano analizę 10 zdarzeń. Na ich podstawie przedstawiono ocenę roli spękań stropu jako czynnika kształtującego możliwość utrzymania stateczności stropu wyrobisk w warunkach LGOM. W tabeli 1 została przedstawiona statystyka zaistniałych zawałów w latach 2009-2018. Zebrane podstawowe dane wskazują, że średnia wysokość zawału wyniosła w tym czasie 2,7 m, a najwyższy zawał obejmował pakiet 4,0 m.

**Tabela. 1. Statystyka charakteru zaistniałych zawałów w latach 2009-2018**

**Table. 1. Statistics of the nature of the roof falls in 2009-2018**

Parametr	Wartość
Wysokość średnia	2,7 m
Maksymalna wysokość	4,0 m
Powierzchnia średnia	175,8 m <sup>2</sup>
Objętość średnia	462,1 m <sup>3</sup>



**Rys. 3. Histogram wysokości zawału ponad wysokość kotwienia**

**Fig. 3. Histogram of roof fall height above anchoring level**

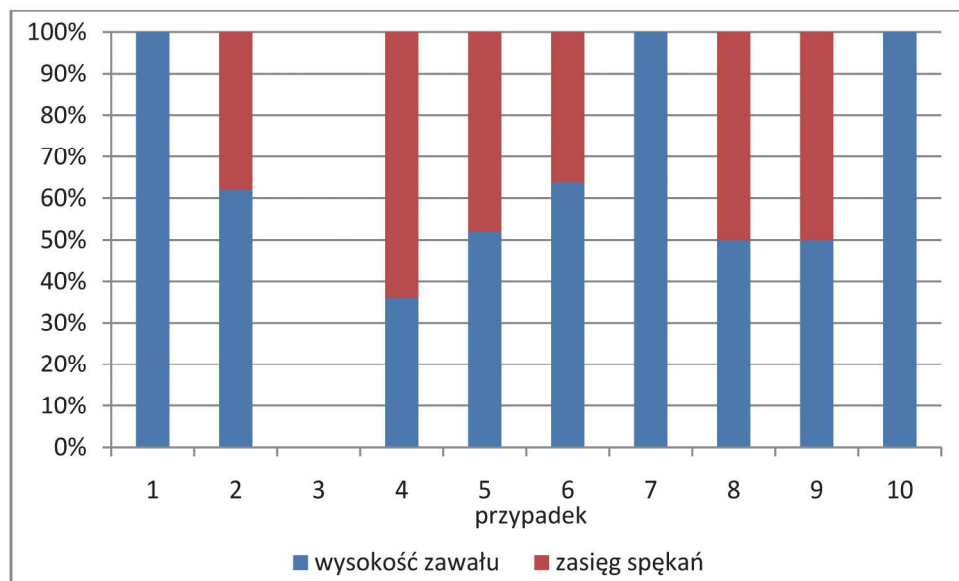
Histogram przedstawiany na rysunku 3 pokazuje rozkład wysokości odnotowanego zawału w stosunku do poziomu skotwionych skał. Zgodnie z definicją zawartą w Rozporządzeniu Ministra Energii z 2016 roku (Dz. U. 2017, p. 118) przez zawał rozumie się przemieszczenia skał o wysokości równej lub większej niż wysokość obudowy podstawowej, czyli w tym przypadku obudowy kotwowej.

Na podstawie wykonanej analizy można stwierdzić, że tylko w jednym przypadku wysokość zawału była porównywalna z wysokością kotwienia. Najmniejsza różnica wysokości zawału względem wysokości kotwienia wynosiła 20 cm. W sześciu przypadkach wysokość strefy nieskotwionej, zawarta była w przedziałach 0,25-1,0 m. Największa odległość zawału od poziomu kotwi wynosiła około 2,2 m.

Z punktu widzenia predykcji wysokości zawału istotne jest również porównanie wysokości zawału oraz głębokości, na jakiej w trakcie wżernikowania otworu stropowego stwierdzono (jeżeli stwierdzono) spękania bądź rozwarstwienia. Na rys. 4 przedstawiono procentową wartość skumulowaną, przez którą rozumie się sumę wysokości zawału oraz głębokości spękań. Gdy wysokość zawału jest równa głębokości stwierdzonych spękań przed zaistniałym zdarzeniem, udział wysokości zawału jest równy głębokości spękań i wynosi 50% wartości skumulowanej. Dla przypadku nr 3 nie uzyskano odpowiednich danych do analizy, dlatego też nie wykonano wykresu w tym punkcie.

Z wykresu wynika, że w dwóch przypadkach wysokość zawału była wyższa niż głębokość stwierdzonych spękań (przypadki 2 i 6), w trzech przypadkach były to wielkości porównywalne (przypadki 5, 8 i 9), a w trzech przypadkach (nr 1, 7 i 10) nie stwierdzono spękań w stropie przed zawałem. W jednym przypadku – nr 4 - zawał nastąpił poniżej zasięgu najbardziej intensywnych spękań skał stropowych.

Po odrzuceniu przypadków gdzie nie stwierdzono spękań otrzymano średnią różnicę stwierdzonych spękań i wysokości zawałów wynoszącą 13 cm. Wartość ta może budzić wątpliwości co do dokładności metody, jednak potwierdzają ją doświadczenia z monitorowania „kontrolowanych” obwałowań poprzez wżernikowanie. Bowiąw w przypadkach opadnięcia sygnalizatorów rozwarstwienia stropu (SRS) podejmowana była decyzja o wżernikowaniu oraz prowadzone były obserwacje konkretnych powiększających się rozwarstwień w stropie. Jest to postępowanie podobne co do zasady z działaniem testera stropu, testowanego w kopalniach LGOM na przełomie wieków XX i XXI (Butra, Orzepowski 2001), ale ze względu na wizualny pomiar szerokości szczelin – szybsze. Jest ono jednak mniej precyzyjne, bowiem na podstawie obserwacji endoskopowych można nie zauważyć np. płaszczyzn osła-



Rys. 4. Podział na wysokość zawалу i głębokość spękań w stropie - wartość skumulowana  
Fig. 4. Roof fall height and the depth of cracks in the roof – cumulative value

bienia, w których może dochodzić do inicjacji rozwarstwień, a w konsekwencji ugięć i obwałów.

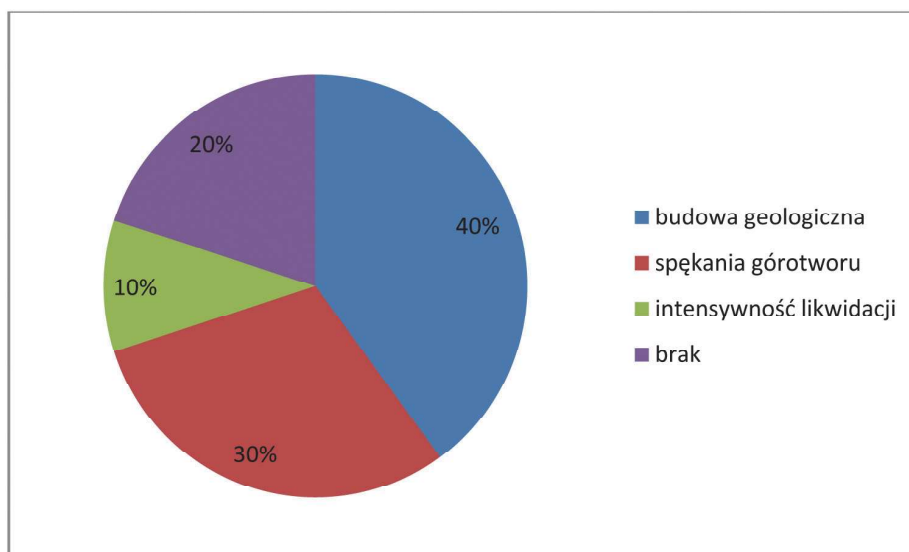
Należy dodać, że 50% analizowanych przez autorów zdarzeń miało miejsce podczas likwidacji parcel elementarnych. Przyjęta praktyka polega na wziernikowaniu stropu dopiero bezpośrednio przed przystąpieniem do likwidacji (najwyżej kilka dni wcześniej). Przypadki, w których nie stwierdzono rozwarstwień sugerują, że rozwarstwienia mogły powstać po wykonanym wziernikowaniu i skłaniają ku stwierdzeniu, że:

- występowanie spękań nie jest warunkiem koniecznym do wystąpienia zawalu,
- istotnym czynnikiem jest czas wykonania wziernikowania oraz jego jakość, czyli właściwy sprzęt oraz wolny od zanieczyszczeń otwór wiertniczy.

Przekroje i szkice sporządzone przez służby kopalniane w miejscach analizowanych zdarzeń przedstawiają zróżnicowany kształt powstałej pustki w stropie, stąd wielkości podane w tabeli 1 są wielkościami przybliżonymi. Szkice wyraźnie pokazują także wpływ zróżnicowanej budowy geologicznej stropu, w wyniku czego zaistniałe zdarzenia odbiegają nieco od teoretycznych mechanizmów ich powstania opisanych we

wstępie. Na podstawie zebranych informacji, np. średniej wysokości zawalu, bądź maksymalnej wysokości zawalu, można jednak wskazać miąższość pakietu skał stropowych, w jakim szczególnie należy prowadzić badania dla oceny zagrożenia zawalowego. Histogram wysokości zawalu ponad skotwioną półkę stropu bezpośredniego (rys. 3) pokazuje, że do wysokości 1,0 m wystąpiło najwięcej zawalów i do tej wysokości należy się przede wszystkim skoncentrować przy ocenie zagrożenia. Z drugiej jednak strony doszło także do zdarzenia na wyższej wysokości. Zatem dolna granica zawalów wynika raczej z ciężaru własnego odspojonych skał, tak jak wskazywał to Pytel (2012), natomiast górna granica zaistnienia zawalu powinna być raczej określana przez grubość odpajającej się i uginającej warstwy powyżej stropu bezpośredniego, w której może dochodzić do spękań ukośnych i pionowych. Można przyjąć, że granica taka może być wyznaczona przez granicę pomiędzy utworami węglanowymi a zalegającym powyżej anhydrytem, za czym przemawia analiza geologii stropów ulegających zawalom.

Analiza przyczyn zaistniałych zdarzeń (rys. 5) wskazuje, że w 40% główną przyczyną był wpływ budowy geologicznej



Rys. 5. Prawdopodobna przyczyna zawalów  
Fig. 5. Probable reason of roof falls



stropu, w 30% istniejące spękania stropu, w 10% intensywne prowadzenie likwidacyjnych robót górniczych. Ze względu na czynnik „budowa geologiczna” w trzech przypadkach za prawdopodobną główną przyczynę zdarzenia uznano występowanie drobnych uskoków, natomiast w jednym występowanie szwów stylolitowych (zawał zaistniał na wysokości stwierdzonych endoskopowo wtrąceń skały węglanowej rozpuszczonej pod wpływem kierunkowego ciśnienia w górotworze). Ponadto, oględziny miejsc zawałów w 50% wskazywały także na zawilgocenie skał, choć nie wykazano w tych miejscach żadnych wycieków wody z odsłoniętych warstw skalnych.

Wcześniejsze doświadczenia dotyczące analiz przyczyn zawałów (Butra 2010) uznały spękania bezpośrednio za przyczynę tylko 6% zdarzeń zaistniałych w latach 1990÷99. W pierwszej kolejności wskazywały na blokową budowę górotworu i długotrwałe zawilgocenie skał obniżające tarcie na kontakcie nieciągłości (69%) oraz zaburzenia tektoniczne z przrostami gipsu (14%). W pewnym stopniu za przyczynę obwałów wskazywano także obecność poziomych naturalnych płaszczyzn osłabienia wypełnionych gipsem lub kalcytem (5%). Wydaje się zatem, że pomimo innego sformułowania przyczyn zdarzeń zawałowych teraz i poprzednio, informacja o płaszczyznach osłabienia stropu jest jedną z najważniejszych dla oceny stanu zagrożenia zawałowego, ale nie jedyną.

Powyższe rozważania skłaniają do szukania odpowiedzi na pytanie o rolę poszczególnych parametrów geologicznych i technicznych w predyspozycji górotworu do zawałów, a także wskazania innych prawdopodobnych przyczyn zawałów.

## 5. Ocena jakości skał i zagrożenia zawałowego w miejscach zaistniałych zdarzeń

Przy doborze obudowy kotwowej w warunkach LGOM dokonuje się swoistej oceny jakości górotworu bazującej przede wszystkim na: uławiceniu stropu, zagęszczeniu zmineralizowanych szczelin, stopniu zuskokowania, średniej amplitudzie zrzutu uskoku, wytrzymałości na rozciąganie i szerokości otwarcia przestrzeni roboczej. Ocenę taką, przy dobranych wagach do warunków LGOM, dokonuje się tylko raz w fazie projektowania obudowy. Na tej podstawie dobierana jest siatka kotwienia i długość kotew. Specyfika systemu eksploatacji z ugięciem stropu, gdzie wielkość filarów zredukowana jest do wymiarów resztkowych sprawia, że stan górotworu w fazie likwidacji pola ulega istotnej zmianie. Powtórnych badań w zakresie oceny jakości górotworu już się jednak nie wykonuje. Należy zauważyć, że sposób oceny klas stropu, pomimo ciągłego powiększania się obszaru górotworu podlegającego eksploatacji obowiązuje w obecnej formie niezmiennie od 2002 roku, a pierwszy raz zastosowano go w roku 1993 (Juszyński i in. 2018). W przypadku zjawisk zawałowych można zatem zapytać, czy ocena ta jest słuszna.

W celu weryfikacji jakości górotworu i oceny zagrożenia zawałem przeprowadzono *a posteriori* ocenę jakości skał w oparciu o wskaźnik *RMR* oraz ocenę ryzyka zawałowego wykorzystując wskaźnik *RFRI*.

### 5.1. Zastosowanie metody *RMR*<sup>89</sup> dla oceny jakości górotworu

Brak zainteresowania co do stosowania w polskich kopalniach rud miedzi klasyfikacji jakości górotworu bierze się generalnie z faktu, że, jak wspomniano, opracowana została tu własna ocena, a niektóre z parametrów nie są badane (np. odstęp spękań skał stropowych lub stan naprężeń w górotworze). Podobnie rzecz się ma w rejonie zaistniałych zawa-

łów. Podjęta została jednak próba wykonania takiej oceny z wykorzystaniem klasyfikacji *RMR* z 1989 roku (Bieniawski 1989) na podstawie dostępnych danych. Do wykonania oceny posłużono się:

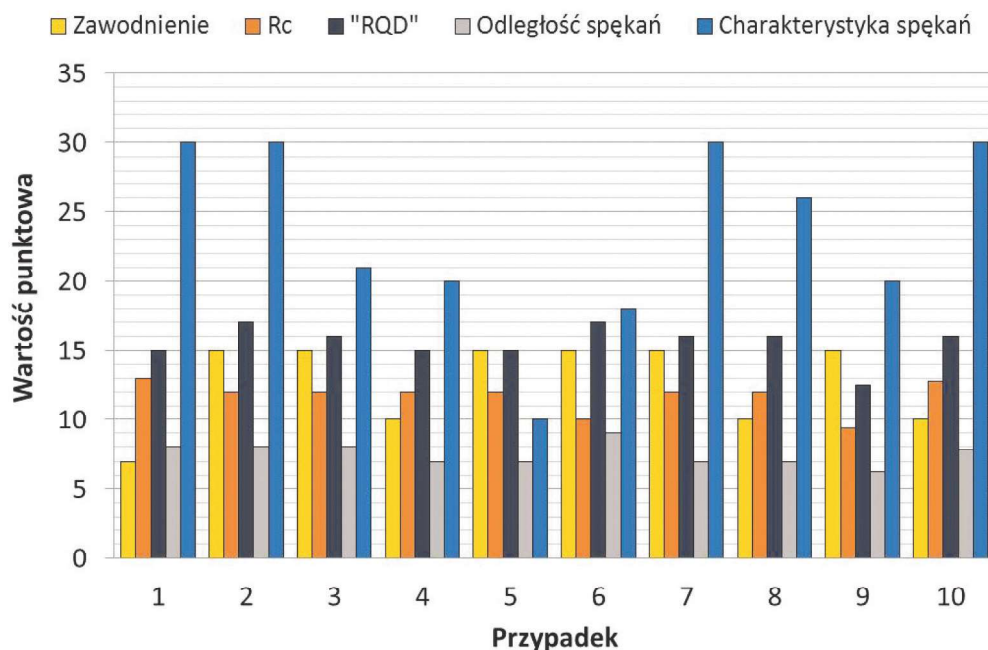
- badaniami mechanicznymi wykonanymi przez zakład górniczy ( $R_c$ ),
- informacjami służby mierniczo-geologicznej (odległość spękań, stan zawodnienia),
- dokumentacją fotograficzną (charakter spękań, uwarstwienie stropu),
- różą spękań (poprawka na położenie płaszczyzn nieciągłości).

Zastosowanie metody *RMR*<sup>89</sup> wymaga znajomości pięciu parametrów (wytrzymałości na ściskanie, odstępu spękań, charakteru spękań, wskaźnika *RQD* i zawodnienia) oraz uwzględnienia jednej poprawki odnoszącej się do kierunku obciążenia względem prowadzonych robót górniczych (Bieniawski 1989). Specyfika systemów komorowo-filarowych polega na wykonaniu komory, a następnie poprzecznie pasa (usytuowanego osi pod kątem prostym względem osi komory). Ponieważ analizowane zdarzenia miały miejsce w wykonanych już wyrobiskach, pominięto zatem wpływ orientacji spękań, przyjmując wartość „0”. Wartości otrzymanych parametrów dla dziesięciu rozpatrywanych przypadków, przedstawiono na rysunku 6, natomiast zbiorczą ocenę pokazano na rys. 7.

Na podstawie wykonanej analizy można stwierdzić, że górotwór według metody *RMR*<sup>89</sup> został zaliczony do klasy skał mocnych i bardzo mocnych. Poszczególne wartości parametrów określających wskaźnik *RMR* są najbardziej zróżnicowane jeżeli chodzi o charakter spękań (na wykresie 6 – kolor niebieski). Powodem tego jest zmienna litologia wapieni cechsztyńskich, która skutkuje różną strukturą i teksturą. To z kolei zmienia podatność wapienia na wietrzenie i łatwość pękania. Różnice w ocenie wynikają także z faktu, że parametr ten jest oceniany z najwyższą wagą 30% spośród wszystkich branych pod uwagę parametrów. Należy zauważyć, że w stropie tylko 1 wyrobiska, gdzie wystąpił zawał dochodziło do wykropleń wody, a 2 z nich były zawilgocone. W pozostałych przypadkach strop był suchy i woda nie obniżała jego parametrów mechanicznych. Wartość wskaźnika *RMR* została oceniona na 59÷82 punktów, zatem był to górotwór mocny o jakości klasy II (59 to wartość na pograniczu klasy II i III – górotwór średni), a w przypadku 82 punktów nawet górotwór bardzo mocny (klasa I).

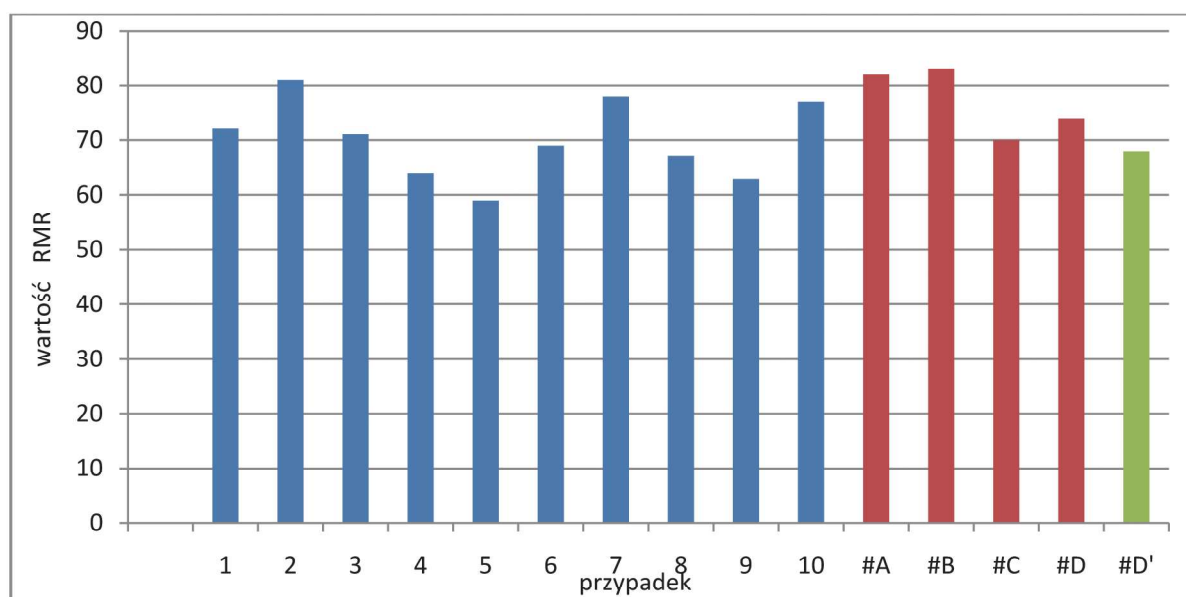
W celu porównania otrzymanych wyników z miejsc zaistniałych zawałów z innymi polami eksploatacyjnymi, gdzie do zawałów nie doszło, na rysunku 7 przykładowo podano ocenę jakości górotworu w czterech innych polach #A÷#D, gdzie obecnie prowadzone są prace górnicze. W polu #D ze względu na lokalne pogorszenie warunków stropowych stwierdzone badaniami endoskopowymi wykonano drugą ocenę, którą oznaczono jako #D’.

Analiza otrzymanych wyników pozwala stwierdzić, że nie ma jednoznacznej różnicy w ocenie jakości skał w miejscach, gdzie doszło do obwałów i miejscach, gdzie zagrożenie nie występuje. Wartość wskaźnika *RMR* w miejscach obwałów waha się do 59 do 82 punktów, natomiast w pozostałych od 68 do 84. Zatem z jednej strony jest dla nowo wybranych przypadków nieco wyższa, ale z drugiej strony w niektórych (zdarzenie nr 2, 7 i 10) jakość górotworu została oceniona bardzo wysoko, a pomimo to zdarzenie zawałowe wystąpiło. Można zatem stwierdzić, że ocena jakości górotworu wskaźnikiem *RMR* niekoniecznie jest dobrym miernikiem zagrożenia zawałowego. Sugeruje to ponadto, że obowiązująca w kopalniach LGOM ocena klasy stropu także bazująca na wybranych parametrach geologicznych górotworu, również nie oddaje jakości skał pod kątem możliwego ryzyka obwałowania stropu.



Rys. 6. Zestawienie not punktowych wg metody RMR

Fig. 6. Point scores at the sites according to the RMR method



Rys. 7. Wartość parametrów RMR

Fig. 7. The value of RMR parameters

## 5.2. Zastosowanie metody RFRI dla oceny zagrożenia zawalowego

W przypadku zagrożenia obwałami i opadem skał stropowych lub zagrożenia zawalowego występuje brak kompleksowej metody oceny. Problem ten analizował m.in. Korzeniowski (1994), który podkreślił brak w pełni zadawalającej i efektywnej metodyki pozwalającej na bezpośrednie wykorzystanie zgromadzonych danych i pomiarów. Kidybiński w 2002 roku zaproponował metodę określania ryzyka zawału stropu w kopalniach LGOM, ale ze względu na ilościowe problemy w określaniu podanych przez niego współczynników empirycznych, takich jak: współczynnik

osłabienia strukturalnego górotworu, współczynnik długości styków bocznych bloków skalnych, czy współczynnik odporności przegubów w belce stropowej, nie weszła ona do praktyki górniczej.

Jednym z najpopularniejszych wskaźników oceny zagrożenia zawałami na świecie, łączącym w sposób kompleksowy różne pomiary i obserwacje, jest wskaźnik *Roof Fall Risk Index* opracowany przez NIOSH – The National Institute for Occupational Safety and Health w USA (Iannachione i in. 2006, 2007a, 2007b). Istota metody *RFRI* opiera się na ocenie sytuacji geologiczno-górnicyj według 10 czynników zgromadzonych w czterech kategoriach, które według autorów mają największy wpływ na zagrożenie opadem skał stropowych,

i do których przypisane są odpowiednie wagi. Są to:

1. Widoczne nieciągłości.
2. Widoczne rozwarstwienia pionowe.
3. Pozioma miąższość warstw w przekroju wyrobiska.
4. Emisja sejsmoakustyczna podczas pękania skał.
5. Stopień rozwinięcia szczelin pionowych.
6. Ślizgi warstw stropowych.
7. Pionowe odspojenia warstw skalnych.
8. Występowanie opadów skał.
9. Kształt stropu.
10. Zawodnienie.

Ostateczną wartość punktową określa się ze wzoru (1) (Iannacchione i in. 2006, 2007a)

$$RFRI = \left[ \frac{(\sum(AV \cdot W)) \cdot 1,11 + EV}{146} \right] \cdot 100 \quad (1)$$

Gdzie:

AV – ocena parametru (od 1 do 5),

W – waga parametru,

EV – nota dodatkowa.

Dodatkowe noty wynikają z aktywności sejsmicznej (maksymalnie +25 punktów) oraz obniżania się stropu (maksymalnie +30 punktów). W przypadku braku aktywności odejmuje się pięć punktów. Wartość 146 we wzorze (1) jest maksymalną możliwą oceną według opracowanego systemu.

O możliwości zastosowania metody *RFRI* oraz *RMR* w kopalniach LGOM można przeczytać w pracach Janika i in. (2015) i Juszyńskiego i in. (2017). Jak można zauważyć, sześć z dziesięciu ww. czynników odnosi się do oceny widocznych pęknięć wokół wyrobiska, lub też zaobserwowanych podczas wziernikowania stropu, a tylko cztery dotyczą innych czynników.

Do wykonania oceny *a posteriori* zagrożenia zawałowego w wyrobiskach posłużono się:

- informacjami służb mierniczo-geologicznych (częstość spękań, uskoki, miąższość warstw),
- dokumentacją fotograficzną (profil stropu, stan zawodnienia),
- informacjami stacji geofizyki (aktywność sejsmiczna),
- informacjami działu tępaków (rozwarstwienia stropu),
- dokumentacją prowadzenia robót górniczych (sposób kierowania stropem).

Dodatkowe noty punktowe zostały przyznane ze względu na:

- stałe ugięcie stropu (+15 pkt) – dla przypadków #1, #4, #7, #8.
- za brak aktywności sejsmicznej (-5 pkt) – dla przypadków:

#2, #3, #5, #6, #9, #10.

Wyniki ocen cząstkowych dla analizowanych lokalizacji zawałów według kolejno ocenianych czynników 1-10 opisanych powyżej przedstawiono na rys. 8. W przedstawionej metodzie, im wyższa wartość dla danego czynnika i im wyższa sumaryczna ocena, tym bardziej dany region jest zagrożony ryzykiem wystąpienia obwałowania.

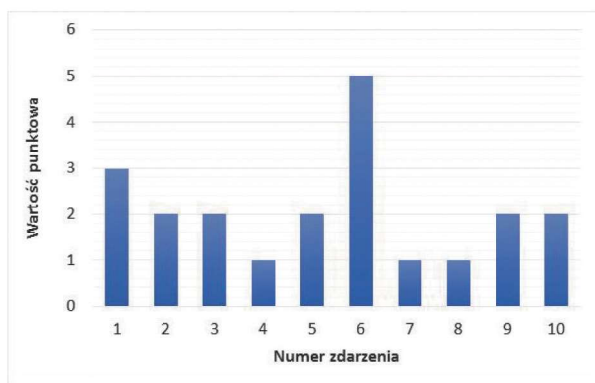
Otrzymane oceny metodą *RFRI* zostały przedstawione w formie graficznej na rysunku 9. Autorzy metody (Iannacchione i in. 2006, 2007a, 2007b) sugerują, aby otrzymany wynik był interpretowany indywidualnie, tj. dla warunków, w których została przeprowadzona ocena. W przyjętym sposobie oceny wskaźnik mógł przyjąć maksymalną wartość 146 pkt, niski przedział miał zakres do 32 punktów, średni do 66, a wysoki powyżej 66 pkt niestwierdzony w analizowanych przypadkach. Zatem przypadki: 1, 4, 6, 7, 8 oraz 10 według progów punktowych sugerowanych w ww. pracach można zaliczyć do średniego prawdopodobieństwa zawału stropu, a przypadki: 2, 3, 5 oraz 9 zostały zaliczone do niskiego prawdopodobieństwa. Należy zauważyć, że trzy najwyższe wyniki wyznaczone dla przypadków 4 (62 pkt), 7 (55 pkt) oraz 8 (56 pkt) nie przekroczyły oceny średniego zagrożenia zawałem. Dodatkowo w rejonie zdarzenia 4 występowała najwyższa aktywność sejsmiczna, co przełożyło się na najwyższą notę punktową spośród ocenianych, ale i tak dało ocenę średniego poziomu zagrożenia zawałem stropu.

Generalnie zatem noty punktowe wskaźnika *RFRI* są niskie i nie oddają w ogóle skali zagrożenia zawałowego, jakie miało miejsce w analizowanych wyrobiskach. Można stąd stwierdzić, że ocena ta w swoim oryginalnym wydaniu nie jest dobrą metodą oceny zagrożenia zawałowego dla warunków kopalń LGOM. Wymaga ona albo długoletniej obserwacji i kalibracji wag poszczególnych czynników, albo zmian niektórych czynników, jakie zasugerował zespół Iannacchione.

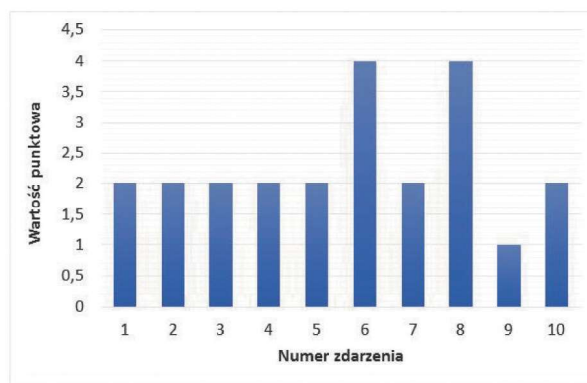
## 6. Podsumowanie

Powszechnie uważa się, że spękania stropu są jednym z głównych czynników w ocenie zagrożenia zawałami skał w zakładach górniczych LGOM. O ostrożności we wskazywaniu go jako głównej przyczyny zawałów świadczą jednak doświadczenia ruchowe tj.:

- spękania w stropie wyrobisk stwierdzane są już na froncie eksploatacji, a skrzyżowania zachowują swoją stateczność,
- chodniki i komory regularnie przechodzą przez uskoki, a wyrobiska te zachowują swoją stateczność,

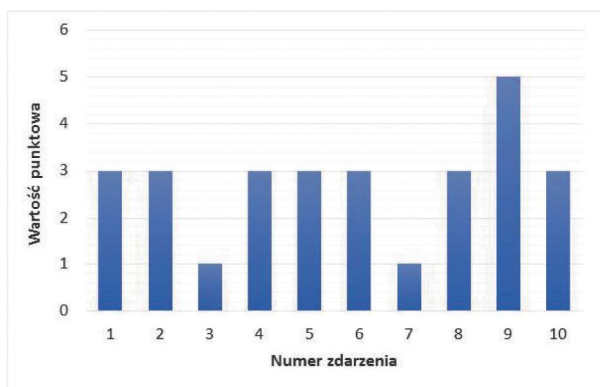


a. Wartość parametru nr 1

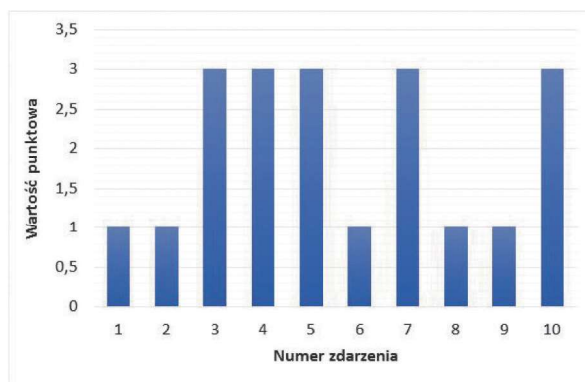


b. Wartość parametru nr 2

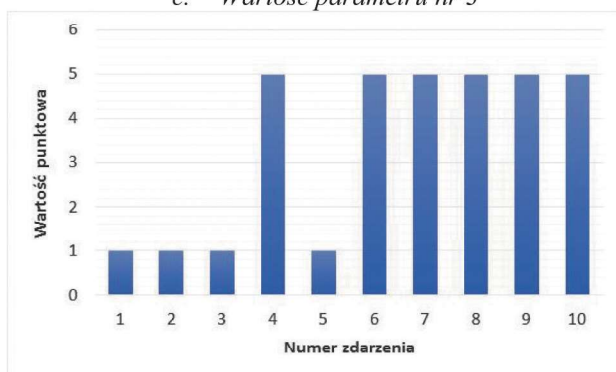




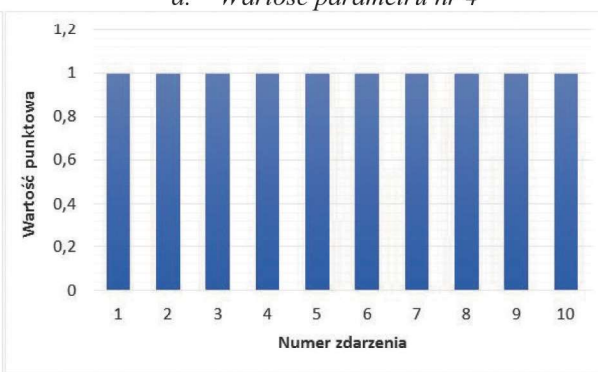
c. Wartość parametru nr 3



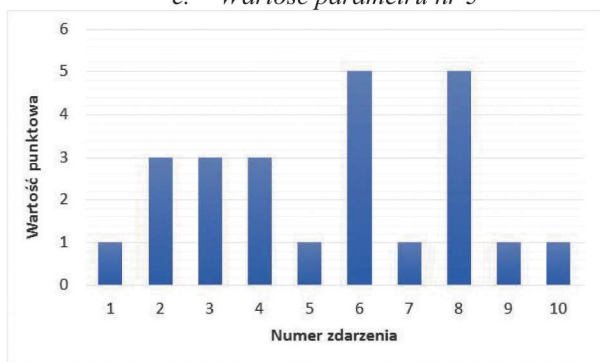
d. Wartość parametru nr 4



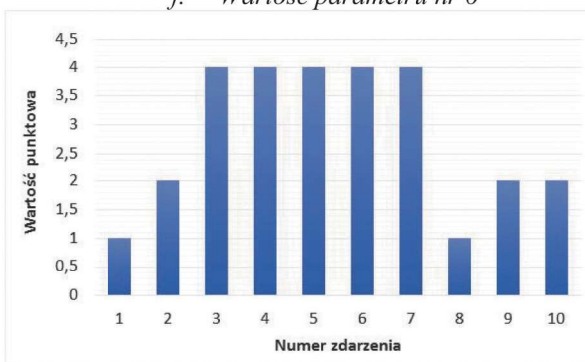
e. Wartość parametru nr 5



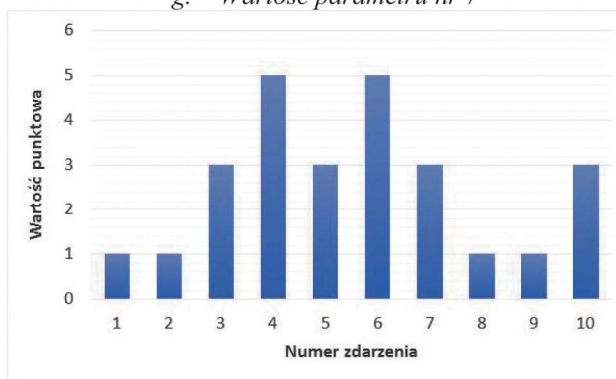
f. Wartość parametru nr 6



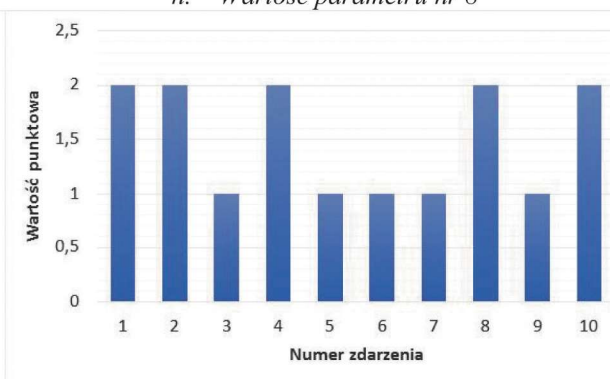
g. Wartość parametru nr 7



h. Wartość parametru nr 8



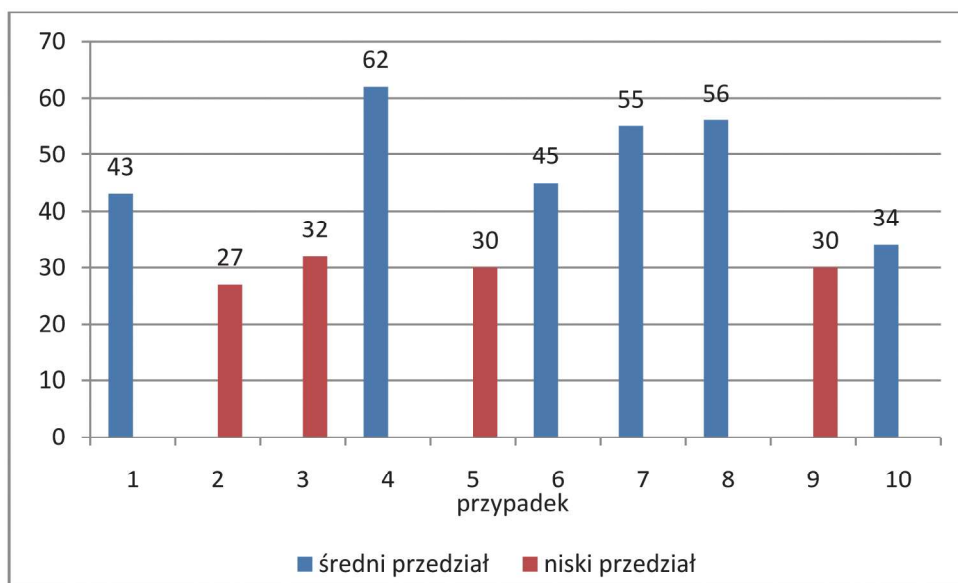
i. Wartość parametru nr 9



j. Wartość parametru nr 10

Rys. 8. Wartość przyznanych not punktowych dla poszczególnych czynników wg metody RFRI dla miejsc, gdzie wystąpiły zawaly

Fig. 8. Scored factors of RFRI method in the sites where the roof falls occurred



Rys. 9. Wartość punktowa wskaźnika RFRI

Fig. 9. The value of the RFRI index

- w polach eksploatacyjnych występują spękania pionowe o znacznym zasięgu, a stropy wyrobisk zachowują swoją stateczność.

Choć rola spękań jako cechy górotworu odpowiedzialnej za powstanie zawałów jest niewątpliwie istotna, przytoczone przykłady obserwacji spękań w miejscach zaistniałych zawałów pokazują, że metody rozpoznania predyspozycji danego fragmentu masywu skalnego do niszczenia, przemieszczeń i odkształceń na podstawie obserwacji wyłącznie spękań jest dużym uproszczeniem złożoności trudnych do zidentyfikowania procesów prowadzących do zawałów. Ocena podstawowa zasięgu spękań zyskuje na wartości aplikacyjnej po jej uzupełnieniu innymi czynnikami, tak jak w przypadku klasyfikacji jakości górotworu *RMR* o ocenę np. charakteru spękań i wytrzymałości skał, a w przypadku wskaźnika zagrożenia obwałami *RFRI* o grupy czynników geomechanicznych i wskazujących na wpływ działalności górniczej (np. emisja sejsmoakustyczna i rozwarstwianie się skał). Wynika to z faktu, że różne czynniki geologiczne, górnicze i techniczne decydują o zagrożeniu zawałami i obwałami skał stropowych, toteż ich ocena powinna być wykonywana łącznie. Należy mieć jednak świadomość, że efektem końcowym będzie tylko możliwość wytypowania wyrobisk o zwiększonym zagrożeniu zawałowym, bez możliwości 100-procentowej predykcji wystąpienia zjawiska.

Wykonana ocena jakości górotworu i zagrożenia ryzykiem zawału w miejscach, gdzie doszło do takich zjawisk w ostatnich latach w kopalniach LGOM pokazuje, że ani wskaźnik *RMR*, ani wskaźnik *RFRI* nie są dobrymi miernikami stanu zagrożenia. Wartości obu wskaźników nie pokazywały ryzyka utraty stateczności wyrobiska. Należy zatem dążyć do opracowania zupełnie nowej metody oceny zagrożenia zawałowego dla polskich kopalń rud miedzi. W tym celu można wykorzystać wiele różnych mierzonych przez służby kopalniane parametrów, takich jak: minimalna wytrzymałość skał na ściskanie lub rozciąganie, obecność spękań pionowych w stropie, rozwarstwienia stropu, zawodnienie górotworu, jego uwarstwienie, czy na przykład opadnięcia wskaźników *SRS*. Wymaga to jednak nowego podejścia do tematu stateczności i prognozowania zagrożenia zawałowego w rejonie LGOM.

## Literatura

- BIENIAWSKI Z.T. 1989 - Engineering Rock Mass Classifications: a Complete Manual. New York.
- BUTRA J., ORZEPOWSKI S. 2001 - Ocena stateczności stropu wyrobiska na podstawie pomiaru prędkości jego rozwarstwiania. „WUG: Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie” nr 5, s. 22-30.
- BUTRA J., KICKI J. i in. 2003 - Ewolucja technologii eksploatacji złóż rud miedzi w polskich kopalniach. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria z Lampką Górniczą nr 17, Kraków.
- BUTRA J. 2010 – Eksploatacja złoża rud miedzi w warunkach zagrożenia tapaniami i zawałami. Wyd. Centrum Badawczo-Rozwojowe „Cuprum”, Wrocław.
- CAŁA M., FLISIAK J., TAJDUŚ A. 2001 - Mechanizm współpracy kotwi z górotworem o zróżnicowanej budowie. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria z Lampką Górniczą nr 8, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- CHUDEK M. 2002 - Geomechanika z podstawami ochrony środowiska i powierzchni terenu. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.
- GALCZYŃSKI A., WOJTASZEK A. 2007 – Projektowanie obudowy kotwicznej wyrobisk podziemnych. „Górnictwo i Geoinżynieria” nr 31, z.3/1, s. 187-198.
- GOSZCZA. 1999 - Elementy mechaniki skał oraz tapania w polskich kopalniach węgla i miedzi. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria z Lampką Górniczą nr 2, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- HOEK E.T., BRADY B.H.G. 2005 - Rock Mechanics: For underground mining. New York.
- IANNACHIONE A.T., ESTERHUIZEN G., SCHILLING S., GOODWIN T. 2006 - Field verification of the roof fall risk index: a method to assess strata condition. Proceedings of 25th International Conference on Ground Control in Mining, August 1-3, s. 128-137.
- IANNACHIONE A., BAJPAYEE T., ESTERHUIZEN G., PROSSER L. 2007 - Methods for determining roof fall risk in underground mines. Mining Engineering, vol 59, no 11, November, s. 47-53.
- IANNACHIONE A.T., ESTERHUIZEN G.S., PROSSER L.J., BAJPAYEE T.S. 2007 - Technique to assess hazards in underground stone mines: The roof fall risk index (RFRI). Mining Engineering, Vol. 59, No. 1, January, s. 49-57.
- JANIK D., JUSZYŃSKI D., GNIEWOSZ M. 2015 - Przegląd metody wskaźnikowej przydatności masywu skalnego do celów górniczych RFRI w aspekcie możliwości wykorzystania w warunkach KGHM. „Rudy

- i Metale Nieżelazne Recykling” R. 60, nr 9, s. 399-404.
- JUSZYŃSKI D., JANIK D., TERPAK D. 2017 - Możliwości zastosowania klasyfikacji RMR w warunkach polskiego górnictwa rud miedzi. „Rudy i Metale Nieżelazne” R. 62, nr 5, s. 3-9.
- JUSZYŃSKI D., PODOLSKI R., WÓWCZUK W., PĘCZEK D. 2018 - Bezpieczeństwo użytkowania wyrobisk w warunkach zagrożenia zawałami i obrywaniem się skał w zakładach górniczych LGOM w świetle nowych przepisów. „Przeгляд Górnicy” nr 2, s. 36-41.
- KIDYBIŃSKI A. 1982 - Podstawy geotechniki kopalnianej. Wydawnictwo Śląsk”, Katowice.
- KIDYBIŃSKI A. 2002 - Kryterium stosowania obudowy dodatkowej w kopalniach rud miedzi LGOM oparte na analizie ryzyka zawału stropu. „Przeгляд Górnicy” nr 11, s. 1-7.
- KIDYBIŃSKI A., NIEROBISZ A. 2008 - Obudowa kotwiowo-ciężnowa (OK-C) jako alternatywa obudowy LP. „Przeгляд Górnicy” nr 11-12, s. 7-13.
- KORZENIOWSKI W. 1994 - Próba możliwości wykorzystania teorii bloków do analizy zagrożenia podziemnych wyrobisk obwałami skał. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Sympozja i konferencje, wyd. CPPGSMiE PAN, Jastrzębie.
- KOZŁOWSKI T., KUDEŁKO J. 2014 - Weryfikacja doboru obudowy kotwowej w warunkach zaburzeń tektonicznych w kopalni Lubin. „CUPRUM” nr 4, s. 55-71.
- MAŁKOWSKI P. 2014 - Wpływ uwarstwienia górotworu na zasięg stref spękań wokół wyrobisk korytarzowych. „Wiadomości Górnicy” nr 5, s. 259-269.
- MATUSZ C., SZCZERBIŃSKI K. 2013 - Zwalczanie skutków zawałów skał oraz działania mające na celu zmniejszenie ilości zawałów i wypadków w kopalni „Polkowice-Sieroszowice”. „CUPRUM” nr 1, s. 33-44.
- NIEROBISZ A. 2000 - Wpływ obciążeń dynamicznych na zachowanie się kotwi. Materiały III Konferencji Nauk. Techn., Szklarska Poręba.
- NAZIMKO V., ALEKSANDROV S. 2001 - Prognozowanie zaciskania wyrobisk podziemnych. „Budownictwo Górnicze i Tunelowe” nr 2, s. 23-29.
- PIECHOTA S., STOPYRA M., KATULSKI A. 1999 - Ocena stosowanych sposobów wzmocnienia obudowy kotwowej. W – Analiza stosowanych w kopalniach rud miedzi systemów eksploatacji w aspekcie stateczności warstw stropowych. Wyższy Urząd Górniczy, Katowice.
- PYTEL W. 2012 - Geomechaniczne problemy doboru obudowy kotwowej dla wyrobisk górniczych. Wyd. Cuprum - Centrum Badawczo-Rozwojowe, Wrocław.
- PYTEL W., MERTUSZKA P., SZEPTUN K. 2018 - Podatna kotwa spiralna dla wyrobisk górniczych w warunkach głębokiej kopalni. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN. Kraków.
- Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych (Dz. U. 2017, poz. 1118)
- ZORYCHTA A. 1996 - Wpływ warunków geotechnicznych na możliwość stosowania obudowy kotwowej, cz. I. Miesięcznik WUG, nr 2, s. 17-27.

Artykuł wpłynął do redakcji – październik 2018  
Artykuł akceptowano do druku 17.12.2018