

Wieloetapowa metoda prognozy utrzymania stateczności wyrobisk korytarzowych w całym okresie ich istnienia

Multi-stage method for roadway stability prediction during its use



Piotr Małkowski^{*)}



Zbigniew Niedbalski^{*)}

Treść: Sieć wyrobisk korytarzowych stanowi podstawową infrastrukturę każdej kopalni podziemnej. Niewłaściwe zaprojektowanie wyrobiska, związane z jego położeniem w trudnych warunkach geologicznych, zły dobór obudowy lub błędne oszacowanie skutków prowadzonej w jego sąsiedztwie działalności górniczej (np. wpływ eksploatacji) zawsze skutkuje problemami w jego utrzymaniu, często całkowicie uniemożliwiając jego dalsze funkcjonowanie, jako wyrobiska odstawczego, transportowego lub nawet wentylacyjnego. Biorąc pod uwagę prawidłowe i bezpieczne zaprojektowanie i utrzymanie wyrobiska korytarzowego, powinien zostać przeprowadzony czterostopniowy cykl postępowania, w ramach którego przeprowadzono by: (1) Ocenę jakości górotworu – warunków geologiczno-inżynierskich w danym rejonie; (2) Prognozę zachowania stateczności i funkcjonalności wyrobiska wobec zaproponowanej obudowy i przy zmianie sytuacji górniczej; (3) Weryfikację możliwości utrzymania wyrobiska i pracy dobranej obudowy poprzez ocenę stanu spękań w górotworze w trakcie jego użytkowania; (4) Bieżący monitoring pracy obudowy i górotworu. W celu realizacji zadań (1)-(3) można korzystać z szeregu znanych wskaźników dotyczących górotworu i stateczności wyrobisk. W niniejszym artykule przedstawiono kompleksową metodykę oceny stateczności wykorzystując wskaźnik jakości górotworu RMR oraz autorskie wskaźniki: skuteczności projektowania N_{sp} , utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf} oraz endoskopowej jakości górotworu ERMF dla trzech wybranych wyrobisk kopalń węgla rejonu GZW. Wyniki oceny zostały następnie zweryfikowane pomiarami rozwarstwień stropu, konwergencji i obciążeń obudowy pod ziemią. Przeprowadzona analiza jednoznacznie pokazuje, że korzystne warunki geomechaniczne i inżynierskie wokół wyrobiska nie są jednoznaczne z możliwością skutecznego zaprojektowania wyrobiska korytarzowego. Czynniki górnicze i techniczne wpływają na wyrobisko w całym cyklu jego funkcjonowania, a jednym z najważniejszych czynników technicznych w aspekcie utrzymania wyrobiska jest dobrany system obudowy i jej nośność.

Abstract: In every underground mine its roadways network is essential to its infrastructure. Improper roadway design can have many causes: difficult geological conditions, incorrect assessment of effects of mining exploitation carried out nearby or even wrong chosen support. This always results in problems with maintenance. It often leads to further issues with mine functionality including transport, delivery or ventilation. Taking into consideration proper, safe design and maintenance of the roadway, a four-stage design should be conducted. It should include: (1) Rock mass quality assessment – the geological and engineering conditions in the given area; (2) The prognosis of roadway stability and functionality in the light of designed support and the changing mining situation; (3) The possibility of the verification of roadways maintenance by the inspection of crack conditions in the rock mass during the roadway's use; (4) Current rock mass and support monitoring. In order to implement tasks (1)-(3) some of many known indices can be used concerning rock mass quality evaluation and roadway stability. The complex methodology of roadway stability assessment is presented in this paper. In the analysis, the RMR geotechnical system was used for quality evaluation of rock mass and author's indices: Roadway Design Efficiency RDE, Roadway Functionality Maintenance RFM and Endoscopic Rock Mass Factor ERMF as well. Three roadways from three different coal mines from the Upper Silesian basin were studied. The assessment results were verified by the monitoring

^{*)} AGH Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie

results of convergence, roof rocks separation and load on standing support and bolts. The conducted analysis unequivocally show that favorable geomechanical and engineering conditions of the rock mass are not equivalent with the effective design of the roadway and keeping its stability. Mining and technical factors have an influence on the roadways functionality while it is in use, and one of the main technical factors is the chosen support system and its load capacity.

Słowa kluczowe:

stateczność wyrobisk korytarzowych, prognoza stateczności wyrobisk, ocena jakości górotworu, monitoring górotworu, monitoring obudowy, weryfikacja doboru obudowy

Keywords:

roadways stability, prognosis of roadways stability, rock mass quality, rock mass monitoring, roadway support monitoring, verification of support design

1. Wprowadzenie

Schematy obudowy wyrobisk korytarzowych w kopalniach są najczęściej opracowywane na podstawie doświadczeń w danym rejonie kopalni. Należy jednak zauważyć, że warunki górnico-geologiczne nawet w sąsiednich wyrobiskach są często różne, co przekłada się istotnie na warunki stropowe, wyteżenie zaprojektowanej obudowy, a w konsekwencji na skuteczność jej pracy. Już same warunki geologiczne niejednokrotnie ewidentnie wskazują na potencjalne problemy w prowadzeniu wyrobiska w danym miejscu masywu skalnego. Zmiana warunków górnicych, szczególnie powodowana sąsiedztwem eksploatacji, jeszcze bardziej utrudnia możliwość utrzymania stateczności wyrobiska (Majcherczyk i in. 2012). Oba te czynniki powodują zatem konieczność zmiany konstrukcji projektowanej obudowy, którą należy wzmocnić lub zmodyfikować. Pokazują to dość nieliczne prowadzone w Polsce oceny stateczności wyrobisk.

Biorąc pod uwagę prawidłowe i bezpieczne zaprojektowanie i utrzymanie wyrobiska korytarzowego, powinien zostać przeprowadzony czterostopniowy cykl postępowania obejmujący:

1. Ocenę jakości górotworu – warunków geologiczno-inżynierskich w danym rejonie.
2. Prognozę zachowania stateczności i funkcjonalności wyrobiska wobec zaproponowanej obudowy i przy zmianie sytuacji górnicych.
3. Weryfikację możliwości utrzymania wyrobiska i pracy dobranej obudowy poprzez ocenę stanu spękań w górotworze w trakcie jego użytkowania.
4. Bieżący monitoring pracy obudowy i górotworu.

W praktyce górnicych bardzo rzadko inżynierowie posługują się kompleksowymi wskaźnikami określającymi jakość górotworu, jak RMR, Q, GSI, czy RMI (Bieniawski 1989, Hoek i in. 1995, Hoek 2007), która powinna być pierwszym krokiem w ocenie warunków inżynierskich w jakich zostanie wykonane i utrzymywane będzie wyrobisko. Najczęściej ocena taka wykonywana jest przez jednostki naukowo-badawcze do celów naukowych lub projektowych (Małkowski 2013). Jak podkreślają jednak Stille i Palmström (2003), klasyfikacje są stosowane po to, aby odwzorować warunki geologiczne i inżynierskie na etapie planowania wyrobiska, a następnie aby pokazać zmianę stanu górotworu w trakcie jego drażenia i utrzymywania. Ich ocena powinna być prosta, a wyznaczone cechy powinny być łatwe w interpretacji i powtarzalne. Takim właśnie wskaźnikiem jest np. system RMR Bieniawskiego (1989).

Dla zapewnienia stateczności wyrobiska przez wymagany okres czasu wyrobiska zabezpieczane są obudową, która w pierwszej kolejności ma być dostosowana do napotkanych warunków geologicznych, przede wszystkim warunków

stropowych. Ona też w pierwszej kolejności ma zniwelować niestateczność stropu związaną z budową górotworu i stanem spękań. Najkorzystniej jest, gdy wstępna ocena jakości górotworu wskazuje rodzaj obudowy, jaki w danych warunkach powinien być stosowany (Bieniawski 1989, Mark i in. 2001, Hoek 2007). Niemniej w przypadku zmiany sytuacji górnicych, np. prowadzenia w sąsiedztwie eksploatacji, dochodzi do jeszcze większych zmian w stanie górotworu. Obudowa, która po wydrążeniu dawała możliwość zachowania stateczności wyrobiska, przestaje być wówczas skuteczna, a wcześniejsza ocena powinna zostać ponowiona. Dlatego też, jak zauważa Niedbalski (2014), analiza stateczności wyrobiska i jego funkcjonalności powinna być podzielona na etapy i obejmować kolejne fazy jego projektowania.

Na świecie funkcjonuje wiele wskaźników stateczności, np. Coal Mine Roof Rating zatwierdzony przez amerykański Wydział Bezpieczeństwa Pracy w Górnictwie (Department of Labor, Mine Safety and Health) do oceny zagrożenia zawalowego w kopalniach węgla i doboru obudowy kotwowej (Mark i in. 2001). Do takiej prognozy można wykorzystać dwuetapowy wskaźnik odnoszący się do skutecznego zaprojektowania statecznego wyrobiska korytarzowego (Niedbalski 2014). Składa się on ze Wskaźnika Skuteczności Projektowania Wyrobisk N_{sp} , który po uwzględnieniu cech obudowy i czynników technicznych przybiera postać Wskaźnika Utrzymania Funkcjonalności Wyrobiska N_{uf} . Metoda ta pokazuje zatem, czy zaprojektowana obudowa jest w stanie zapewnić utrzymanie funkcjonalności wyrobiska przez wymagany okres czasu, dla danych warunków górnicych-geologicznych.

Weryfikację doboru obudowy dla bieżącego stanu górotworu można określić wykorzystując wskaźnik ERMF – *Endoscopic Rock Mass Factor* (Majcherczyk i in. 2005, Małkowski 2009, 2016) Wskaźnik ten, wyznaczany poprzez badania endoskopowe w otworach wiertniczych wierconych w stropie wyrobiska, pokazuje rzeczywisty stan skał stropowych i w oparciu o daną klasę wskazuje na konieczność wykonania właściwego schematu obudowy dla zapewnienia stateczności chodnika. Wskaźnik obejmuje zarówno sytuację poza wpływem eksploatacji, jak i rejon wyrobisk znajdujących się pod wpływem ciśnienia eksploatacyjnego.

Pozytywna ocena stateczności i zaprojektowanie odpowiedniego sposobu zabezpieczenia wyrobiska nie zwalnia z obowiązku kontroli jego stateczności. Kontrola ta jest skuteczna, gdy w szerokim zakresie monitorowany jest jednocześnie górotwór oraz obudowa (Majcherczyk i in. 2006, Małkowski i in. 2021).

W niniejszym artykule pokazano przykład kompleksowej oceny doboru obudowy i stateczności wyrobisk korytarzowych dla różnych warunków naturalnych, górnicych i technicznych trzech różnych kopalni. W pierwszej kolejności określono jakość górotworu wykorzystując klasyfikację Bieniawskiego

RMR (Rock Mass Rating), aby pokazać ogólną predyspozycję górotworu do samostateczności (Bieniawski 1989). Następnie przeanalizowano podwójny autorski wskaźnik odnoszący się do możliwego skutecznego zaprojektowania statecznego wyrobiska korytarzowego – wskaźniki N_{sp} oraz jego utrzymania przy zaprojektowanej obudowie N_{uf} . W trzecim kroku, bazując na obserwacjach ścianek otworów wiertniczych, określono klasę stropu w warunkach użytkowania wyrobisk i zweryfikowano poprawność doboru obudowy chodników. W czwartym etapie przedstawiono wyniki niektórych pomiarów ruchów górotworu wokół analizowanych wyrobisk oraz obciążeń obudowy.

Należy podkreślić, że wybrane przez autorów wskaźniki skuteczności projektowania obudowy kalibrowane były w warunkach GZN, a szczególnie w warunkach kopalń JSW S.A.

Analizę przeprowadzono dla warunków chodnika 9b w pokładzie 405/2, chodnika PW-1 w pokładzie 358/1 oraz chodnika 25a w pokładzie 405/3. W wyrobiskach tych zastosowano kilka schematów obudowy oraz prowadzono ich monitoring.

2. Ogólna charakterystyka górotworu w wyrobiskach

2.1. Chodnik 9b w pokładzie 408/2

Chodnik 9b miał całkowitą długość 1465 m. Średnia głębokość jego zalegania wynosiła ok. 880 m. Był to chodnik podścianowy ściany 9. Miąższość pokładu 408/2 w jego rejonie wynosiła ok. 2,0 m. Średnie nachylenie pokładu było znaczne i wynosiło 15–21° na SSE.

Strop pokładu 408/2 w rejonie chodnika zbudowany był z iłowca ciemnoszarego o grubości od 1,7 do około 9,8 m, który przechodził w mułowiec szary. W skałach tych występował detrytus roślinny. Powyżej skał iłowcowych zalegała cienka warstwa piaskowca drobnno- i średnioziarnistego o miąższości 0,4–0,7 m, a powyżej ponownie iłowiec o grubości 1,35–2,6 m. Nad nim lokalnie występował ponownie piaskowiec drobnnoziarnisty, którego grubość wynosiła ok. 1 m, a powyżej ponownie iłowce lub mułowce. W zależności od lokalizacji w odległości od 10,9 m do 16,8 m powyżej pokładu 408/2 zalegał wybrany pokład 408/1. Powyżej niego ponownie występowały iłowce i lokalnie mułowce, a miąższość warstw wahała się od 1,4 do 8,2 m. W odległości 39,0–43,2 m powyżej pokładu 408/2 występował pokład 407/3. Podzielność skał stropowych była generalnie płytowa.

W spągu pokładu 408/2 zalegał iłowiec o grubości od 2,0 do 8,6 m, a poniżej warstwa piaskowca o grubości 0,40–2,05 m. Poniżej piaskowca zalegały skały iłowcowe, lokalnie przechodzące w mułowiec z laminami iłowca i piaskowca. W odległości 3,6–14,3 m od spągu pokładu 408/2 zalegał pokład 408/3. Poniżej występowały ponownie iłowce, a lokalnie mułowce i piaskowce.

Chodnik 9b znajdował się pod zrobami 4 pokładów oraz pod wpływem 4 krawędzi eksploatacyjnych. Na całym wybiegu chodnik prowadzony był pod zrobami pokładu 405/3, znajdującymi się w odległości pionowej ok. 120 m powyżej spągu pokładu 408/2 oraz pokładu 407/1, znajdującymi się w odległości ok. 52 m. Od wybiegu 80 m chodnik 9b znajdował się pod zrobami pokładu 408/1, występującego w odległości ok. 12 m powyżej. Na ok. 1000 m wybiegu przedmiotowe wyrobisko przecinała również krawędź pokładu 405/1, znajdująca się w odległości 150 m powyżej pokładu 408/2.

Analiza dotyczy trzech odcinków badawczych pomiędzy 400 a 600 mb, 750 a 950 mb oraz pomiędzy 950 a 1150 mb.

2.2. Chodnik PW-1 w pokładzie 358/1

Chodnik PW-1 był chodnikiem podścianowym dla ściany PW-1. Zalegał na głębokości ok. 950 m. Pokład 358/1 miał miąższość ok. 2 m. Strop pokładu w rejonie chodnika PW-1 zbudowany był z iłowców, w obrębie których występowała nieregularnie wykształcona warstwa piaskowca o grubości około 1,3–5,0 m, sedymentacyjnie przechodząca w mułowiec z przerostami piaskowca o grubości około 4,7 m. Wyżej wymienione piaskowce lokalnie występowały w bezpośrednim stropie pokładu, powodując jego wyrodowienia. W odległości około 9–14 m powyżej stropu pokładu 358/1 zalegała nieregularna warstwa węgla o miąższości 0,1–0,5 m. Powyżej występowały iłowce, w obrębie których lokalnie występowały piaskowce i mułowce. W odległości około 14–22 m powyżej stropu pokładu 358/1 były zrobry oraz niewybrana część pokładu 357/1 o miąższości około 1,4–1,7 m. Podzielność skał stropowych określono jako płytową w iłowcach, kostkową w łupkach z laminami węgla oraz blokową w piaskowcach i mułowcach.

W bezpośrednim spągu pokładu 358/1 lokalnie występowały łupki z laminami węgla o grubości do 1,05 m. Ww. iłowce lokalnie sedymentacyjnie przechodziły w mułowce, o grubości około 1,2 m. W odległości około 3,8–9,8 m poniżej spągu pokładu 358/1 występował pokład 359/1 o miąższości około 0,6–1,5 m.

Chodnik PW-1 niemal na całym swoim wybiegu znajdował się pod zrobami wyeksploatowanej ściany PW-1 w pokładzie 357/1, do których pionowa odległość wynosiła 15–22 m. Jedynie na końcowym wybiegu ściana PW-1 znajdowała się pod niewybraną częścią pokładu 357/1, o miąższości ok. 1,40–1,75 m.

Podczas eksploatacji ściany PW-1 przewidziano możliwość wystąpienia wstrząsów niskoenergetycznych o energiach rzędu 10^2 – 10^3 J oraz wstrząsów średnioenergetycznych rzędu 10^4 J. Zagrożenie wodne w rejonie ściany nie występowało.

Analiza dotyczy trzech odcinków badawczych zlokalizowanych pomiędzy 150 a 650 mb chodnika PW-1.

2.3. Chodnik 25a w pokładzie 405/3

Chodnik 25a wydrążono wzdłuż chodnika badawczego 76, z pozostawieniem pomiędzy nimi płotu węglowego o szerokości ok. 4 m. Za chodnikiem badawczym 76 znajdowały się zrobry ściany nr XXIV. Chodnik 25a pełnił rolę chodnika nadścianowego dla ściany XXV.

Miąższość pokładu 405/3 w rejonie chodnika 25a wynosiła 3,3–4,5 m. W stropie pokładu występował iłowiec lub mułowiec, wyżej piaskowiec. W odległości ok. 24–35 m nad stropem pokładu 405/3 występował pokład 405/1 o miąższości 0,6–3,0 m, który lokalnie zanikał w rejonie wschodnim chodnika 25a. Bezpośrednio w spągu pokładu występował iłowiec o grubości 0,6–6,0 m, a pod nim mułowiec i pokład 406/1 (o grubości 0,4–1,0 m), który występował w odległości 4,7–6,0 m. Poniżej występowały ponownie warstwy iłowca i mułowca.

Nad chodnikiem 25a eksploatacja była prowadzona w pokładzie 403/1 w odległości ok. 150 m. Natomiast pod chodnikiem 25a eksploatacji nie prowadzono.

Na wybiegu wyrobiska do 688 mb stwierdzono występowanie szeregu zaburzeń geologicznych w postaci uskoków o rzutach 0,3–1,2 m, a także na odcinku 805–809 m fleksury o amplitudzie 1,0 m i towarzyszącemu jej nachyleniu pokładu od 11° na SE do 18°. Na odcinku 949–956 m stwierdzono wycienienia pokładu do 2,0 m.

Analiza dotyczy 5 odcinków badawczych pomiędzy 900 a 1525 mb chodnika 25a.

3. Jakość górotworu w analizowanych wyrobiskach

Zastosowany w analizie wskaźnik jakości górotworu *RMR*, czyli *Rock Mass Rating* powstał w 1976 roku. Jest to obecnie najbardziej rozpowszechniona na świecie klasyfikacja geomechaniczna, którą sam autor wielokrotnie weryfikował, nadając jej końcowy kształt w 1989 roku (Bieniawski 1989). System Bieniawskiego oparty został na sześciu inżynierskich cechach lub parametrach górotworu: wytrzymałości na ściskanie skał R_c , podzielności rdzenia wiertniczego – *RQD*, odstępnie spękań, charakterze powierzchni nieciągłości, zawodnieniu, orientacji szczelin w stosunku do kierunku obciążeń.

Każdy z ww. parametrów może przybierać wartości podzielone na pięć przedziałów, a każdemu przedziałowi wartości danego parametru odpowiada określona nota punktowa. Ogólna liczba punktów dla danego górotworu jest wynikiem sumowania wartości, przypadających na poszczególne parametry i może wahać się w przedziale od 0 do 100 punktów. Jakość górotworu podzielona jest na pięć klas, gdzie 100 punktów oznacza najlepszy jakościowo maszyn skalny i klasę I, natomiast wartości poniżej 20 punktów klasę V – najniższą.

Analizę jakości górotworu w analizowanych wyrobiskach przeprowadzono na podstawie danych pochodzących z rdzeni wiertniczych, zatem wszędzie tam, gdzie uzyskano do badań rdzeń wiertniczy, można było przeprowadzić ocenę wskaźnika *RMR*. Rozpoznanie objęło praktycznie wszystkie odcinki badawcze, za wyjątkiem odcinka nr 5 w chodniku 25a, gdzie takiego rozpoznania w ogóle nie wykonano i odcinka nr 1 w chodniku 9b, gdzie badanie takie wykonano 275 metrów przed odcinkiem badawczym.

Analizując wyniki badań można stwierdzić (tabela 1), że w obrębie poszczególnych wyrobisk jakość górotworu była dość podobna, co sugeruje, że również warunki geomechaniczne dla utrzymania stateczności wyrobiska były pierwotnie zbliżone. Dotyczy to przede wszystkim chodnika 9b, gdzie wskaźnik jakości wahał się od 53 do 56. Najwyższe wartości wskaźnika *RMR* wynosiły 56-65 i stwierdzono je w chodniku 25a. Na czwartym odcinku badawczym tego wyrobiska wartość *RMR* spadła poniżej 60. Jest to jednak jedyne wyrobisko, gdzie na dwóch odcinkach badawczych stwierdzono drugą klasę górotworu według systemu Bieniawskiego. W przypadku chodnika PW-1 wartość wskaźnika *RMR* wahała się w zakresie od 46 do 55.

W przypadku oceny wskaźnika *RMR* można zauważyć, że określa on lokalne warunki stropowe, bowiem nawet na tym samym odcinku badawczym przeprowadzona ocena wskaźnika *RMR* może się różnić o kilka punktów (odcinek nr 1 w chodniku PW-1).

Można także zauważyć, że przeprowadzona ocena jakości górotworu wykonana dla celów projektowych we wcześniej wydrążonym wyrobisku, co pokazano dla analizowanych chodników 9b i PW-1, nie odbiega od oceny jakości przeprowadzonej później w sąsiednio drążonych wyrobiskach. Dowodzi to po raz kolejny, że dla celów projektowych można posługiwać się wstępnie rozpoznaniem prowadzonym z sąsiedniego wyrobiska, czyli w takim, które było drążone równoległe, lub prostopadle do analizowanego chodnika, a odległość od miejsca rozpoznania wynosi 250-400 m. Pozyskane informacje należy jednak zawsze weryfikować na podstawie analiz rdzeni wiertniczych i parametrów geomechanicznych w otworach wykonywanych w drążonym chodniku.

4. Wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych N_{ur}

W tej metodyce w pierwszym etapie na podstawie grupy czynników naturalnych, geomechanicznych i górniczych

Tabela 1. Określenie wartości wskaźnika *RMR* dla analizowanych wyrobisk
Table 1. *RMR* index determination for the analyzed workings

Nr otworu	Metraż	Długość otworu L_o [m]	Odcinek badawczy w wyrobisku	Średnia wytrzymałość na ściskanie R_c		RQD		Ostęp spękań O_s		Charakter spękań		Zawodnienie		Orientacja w kierunku obciążeń		Wartość <i>RMR</i>	Klasa górotworu	
				wartość [MPa]	nota	wartość [%]	nota	[cm]	nota	nota	nota	opis	nota					
Chodnik 9b, chodnik 408/2																		
Gp-59/20	60	10,0	*Przekop XX przed 1	61,6	6	42,4	9	5,9	5	26	15	sucho	15	przeciętna	-5	56	III	
Gp-65/20	125	10,0		72,8	7	32,0	7	7,2	6	25	15	sucho	15	przeciętna	-5	55	III	
Gp-83/20	801	7,8	2	72,5	7	21,9	5	4,1	4	27	15	sucho	15	przeciętna	-5	53	III	
Gp-1/21	1042	7,0	3	68,5	7	21,4	5	8,2	6	26	15	sucho	15	przeciętna	-5	54	III	
Chodnik PW-1, pokład 358/1																		
G.1046(2018)	280	15,0	*Poch. PW-1	72,1	7	27,5	6	1,9	2	22	15	sucho	15	przeciętna	-5	47	III	
G.308(2019)	220	10,0	1	58,3	6	30,0	7	4,1	4	25	15	sucho	15	przeciętna	-5	52	III	
G.382(2019)	275	10,0	1	57,3	6	26,5	6	1,9	2	22	15	sucho	15	przeciętna	-5	46	III	
G.419(2019)	358	10,0	2	44,6	5	29,8	7	2,6	3	24	15	sucho	15	przeciętna	-5	49	III	
G.532(2019)	570	10,0	3	70,3	7	37,8	8	4,2	4	26	15	sucho	15	przeciętna	-5	55	III	
Chodnik 25a, pokład 408/3																		
Gp-147/19	922	10,0	1	96,3	8	63,3	13	14,1	8	26	15	sucho	15	przeciętna	-5	65	II	
Gp-155/19	1015	10,0	2	70,7	7	48,1	10	10,0	7	26	15	sucho	15	przeciętna	-5	60	III	
Gp-165/19	1195	10,0	3	96,2	8	54,0	11	14,1	8	25	15	sucho	15	przeciętna	-5	62	II	
Gp-171/19	1331	8,0	4	81,5	7	37,5	8	4,8	5	26	15	sucho	15	przeciętna	-5	56	III	

* badania przeprowadzone poza chodnikami poddanym analizie

określa się wskaźnik skuteczności projektowania N_{uf} , a w kolejnym etapie w oparciu o dodatkowe czynniki techniczne (związane z obudową) określa się wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych N_{sp} . Każdemu z czynników przypisano wartości wraz ze współczynnikiem wpływu na skuteczność projektowania i utrzymania wyrobiska w taki sposób, aby dla danej grupy suma punktów wynosiła 100%. Dane dla czynników naturalnych, geomechanicznych i górniczych przedstawiono szczegółowo w pracach (Niedbalski 2014, Małkowski i in. 2016). Zakres zmienności każdego z czynników mieści się w zakresie pięciu klas od najwyższej, wpływającej pozytywnie na projektowanie (współczynnik wpływu równy 1,0), do najniższej, maksymalnie utrudniającej projektowanie i utrzymanie wyrobiska (współczynnik wpływu równy 0,2). Zakresy zmienności poszczególnych czynników określono na podstawie literatury, informacji pozyskanych z działów zajmujących się obudową w kopalniach oraz na podstawie badań i doświadczeń własnych.

Wskaźnik skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} określa się ze wzoru:

$$N_{sp} = \sum(N_N, N_{Gm}, N_{Gr}) \quad (1)$$

gdzie:

- N_N – suma punktów dla czynników naturalnych,
- N_{Gm} – suma punktów dla czynników geomechanicznych,
- N_{Gr} – suma punktów dla czynników górniczych.

Uwzględniając najbardziej korzystne warunki geologiczno-górnicze, a więc w przypadku, gdy każdy z wymienionych czynników uzyskałby najwyższą wartość współczynnika wpływu, suma punktów wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp} wyniesie 300, jednocześnie minimalna wartość może wynieść 60. W sumarycznej ocenie przyjęto skalę sześciopunktową, przy czym stopień szósty oznacza brak możliwości zaprojektowania bezpiecznej obudowy (tabela 2). Wskazuje to jednocześnie na konieczność przyjęcia nowej lokalizacji wyrobiska, względnie poniesienia wysokich kosztów na takie zaprojektowanie obudowy, która będzie w stanie zapewnić stateczność wyrobiska przez wymagany okres czasu.

Tabela 2. Klasyfikacja skuteczności projektowania obudowy wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego

Table 2. Classification of Roadway Design Efficiency in underground coal mines

Stopień	Opis	Wskaźnik N_{sp} [punkty]
I	Bardzo sprzyjające warunki geologiczno-górnicze do projektowania	261-300
II	Korzystne warunki geologiczno-górnicze do projektowania	221-260
III	Średnie warunki geologiczno-górnicze do projektowania	181-220
IV	Niekorzystne warunki geologiczno-górnicze do projektowania	141-180
V	Bardzo niekorzystne (trudne) warunki projektowania obudowy	101-141
VI	Brak możliwości zaprojektowania bezpiecznej obudowy	60-100

W drugim etapie proponowana jest ocena utrzymania wyrobiska w zadanym okresie czasu. Uwzględniono tu siedem

czynników technicznych opisanych w pracach (Niedbalski 2014, Małkowski i in. 2016), a zakres punktowy wynosi od 23 do 100. Podczas projektowania ocena może być jedynie szacunkowa, ponieważ dokładność wykonania wyrobiska można ocenić dopiero po zakończeniu drążenia.

Wykorzystując dane techniczne oraz określoną wcześniej wartość wskaźnika skuteczności projektowania wyrobiska N_{sp} , można określić wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobiska N_{uf} . Wskaźnik N_{uf} uzależniono od wskaźnika skuteczności projektowania, ponieważ występujące warunki geologiczne oraz bieżąca i przyszła sytuacja górnicza będą miały także duży wpływ na możliwość utrzymania funkcjonalności wyrobiska w danym okresie czasu. Wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobiska określa się ze wzoru:

$$N_{uf} = N_T \frac{N_{sp}}{N_{sp\ max}} \quad (2)$$

gdzie:

- N_{uf} – wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobiska,
- N_T – wartość punktowa czynników technicznych,
- N_{sp} – wartość bieżąca wskaźnika skuteczności projektowania wyrobiska,
- $N_{sp\ max}$ – wartość maksymalna wskaźnika skuteczności projektowania wyrobiska równa 300.

W oparciu o zależność 2 utworzono klasyfikację wskaźniczą na potencjalną możliwość utrzymania wyrobiska w określonym czasie (tabela 3). Wartość wskaźnika utrzymania funkcjonalności N_{uf} wynosi od 5 do 100 punktów i podzielono ją na sześć stopni.

Tabela 3. Skuteczność utrzymania wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego

Table 3. Classification of Roadway Functionality Maintenance in underground coal mines

Stopień	Opis	Wskaźnik N_{uf} [punkty]
I	Łatwa możliwość utrzymania wyrobiska w określonym czasie	86 - 100
II	Utrzymanie wyrobiska w określonym czasie bez większych trudności	71 - 85
III	Utrzymanie wyrobiska w określonym czasie z pewnymi trudnościami	56 - 70
IV	Trudności w utrzymaniu wyrobiska w określonym czasie	41 - 55
V	Duże trudności w utrzymaniu wyrobiska w określonym czasie	26 - 40
VI	Brak możliwości utrzymania wyrobiska	5 - 25

Metodyka umożliwia ocenę stopnia trudności w utrzymaniu funkcjonalności wyrobiska zarówno dla wyrobisk projektowanych, jak i dla wyrobisk już istniejących. Ponadto na bieżąco możliwa jest weryfikacja analizowanych współczynników w przypadku zmian sytuacji górniczej lub pozyskania dokładniejszych danych geologicznych i geomechanicznych. Występujące zmiany warunków górniczych na wybiegu wyrobisk możliwe są do uwzględnienia na etapie projektowania poprzez podział całej długości wyrobiska na charakterystyczne odcinki.

W tabelach 4-7 przedstawiono zestawienia odpowiednio czynników geologicznych, geomechanicznych, górniczych i technicznych dla analizowanych wyrobisk, tj. chodnika 9b, chodnika 25a i chodnika PW-1.

Tabela 4. Współczynniki zastosowane dla oceny czynników geologicznych w analizowanych wyrobiskach
Table 4. The values of geological factors used in the analysis

Nazwa wyrobiska	Odcinek badawczy [m]	Nazwa czynnika							Suma punktów
		Obec. usk. na wybiegu wyrob.	Aktyw. sejsm.	Drażnienie wzdłuż strefy usk.	Obecn. cienkich warstw w strop.	Zawodnienie	Drażnienie w fałdzie	Nachyl. warstw	
		Waga (istotność)							
		24,9	21,1	20,4	11,2	9,6	7,3	5,5	
chodnik 9b	400-600	1,0	0,6	1,0	0,6	0,8	1,0	0,6	82,9
chodnik 9b	750-950	1,0	0,6	1,0	0,4	0,8	1,0	0,6	80,7
chodnik 9b	950-1150	1,0	0,6	1,0	0,4	0,8	1,0	0,6	80,7
chodnik 25a	900-1000	1,0	0,6	1,0	0,4	0,8	1,0	0,6	80,7
chodnik 25a	1000-1100	1,0	0,6	1,0	0,6	0,8	1,0	0,8	84,0
chodnik 25a	1150-1250	1,0	0,6	1,0	0,8	0,8	1,0	0,6	85,1
chodnik 25a	1325-1425	1,0	0,6	1,0	1,0	0,8	1,0	0,6	87,4
chodnik 25a	1425-1525	1,0	0,6	1,0	1,0	0,8	1,0	0,6	87,4
chod. PW-1	100-329	1,0	0,6	1,0	0,6	0,8	1,0	0,8	84,0
chod. PW-1	350-451	1,0	0,6	1,0	0,6	0,8	1,0	0,8	84,0
chod. PW-1	451-808	1,0	0,6	1,0	0,6	0,8	1,0	0,8	84,0

Analizując wyniki podane w tabeli 4, można stwierdzić, że dla wszystkich wyrobisk uzyskano stosunkowo wysoką wartość punktową dla własności geologicznych, mieszczącą się w granicach od 80,7 punktów (chodnik 9b) do 87,4 punktów (chodnik 25a na 1325-1525 m). Powyższe wynika głównie z faktu braku stref uskokowych na odcinkach badawczych. Można więc stwierdzić, że warunki geologiczne w rejonie prowadzonych badań były bardzo zbliżone.

Znacznie bardziej zróżnicowane warunki uzyskano pod kątem parametrów geomechanicznych (tabela 5). Zmieniały się one bowiem w zakresie od 55,3 (chodnik PW1) do 77,1 (chodnik 25a). Przyczyną tego stanu rzeczy dość duże zróżnicowanie w zakresie podzielności rdzenia wiertniczego RQD i wytrzymałości na ścislenie skał stropowych, które to parametry mają największą wagę (istotność). Na uwagę zasługuje szczególnie wartość RQD , która generalnie była niska, a w niektórych przypadkach bardzo niska. Z doświadczeń autorów wynika jednak, że RQD jest dość mocno rozbieżne z obserwacjami endoskopowymi. Nasuwa się więc wniosek, że korzystnie jest weryfikować podzielność rdzenia RQD właśnie badaniami endoskopowymi.

Ostatnie z analizowanych czynników dla oceny wskaźnika skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} to czynniki górnicze (tabela 6), które zmieniają się od 35,8 punktów (cały chodnik PW-1) do 74,3 (chodnik 9b na 400-600 m). W przypadku tej grupy czynników największy wpływ na osiągane wartości mają cechy związane z eksploatacją czynną i zakończoną. Wyrobiska, które poddane są takim wpływom przyjmują niskie wartości wskaźnika N_{sp} .

Dla czynników technicznych związanych z cechami wyrobiska i obudowy (tabela 7), wartości zmieniają się w zakresie od 63,8 w chodniku 25a (rejon 900-1100 m wyrobiska) do 90,2 dla niektórych odcinków pozostałych wyrobisk tj. chodnika 9b i chodnika PW-1. Uzyskane wartości wynikają przede wszystkim z zastosowanej wysokiej nośności systemu obudowy oraz występującego rodzaju obudowy. Pewien wpływ na wyniki ma także zastosowanie wykładki mechanicznej.

Na podstawie tabel 4–7 określono wartości wskaźników skuteczności projektowania wyrobisk N_{sp} oraz utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf} (tabela 8). Analiza danych wskazuje, że wartość wskaźnika skuteczności projektowania jest najwyższa dla chodnika 9b oraz chodnika 25a, bowiem

Tabela 5. Współczynniki zastosowane dla oceny własności geomechanicznych w analizowanych wyrobiskach
Table 5. The values of geomechanical factors used in the analysis

Nazwa wyrobiska	Odcinek badawczy [m]	Nazwa czynnika							Suma punktów
		RQD skał stropu	Rc skał stropowych	Rr skał stropowych	Rc skał ociosowych	Rozma. kalność	Rc skał spagowanych	Ciężar objęt.	
		Waga (istotność)							
		21,7	20,8	15,3	13,6	13,3	8,2	7,1	
chodnik 9b	400-600	0,4	0,8	0,8	0,6	1,0	0,6	0,4	66,8
chodnik 9b	750-950	0,2	0,8	1,0	0,8	1,0	0,6	0,4	68,2
chodnik 9b	950-1150	0,2	0,8	0,8	0,6	1,0	0,6	0,4	62,4
chodnik 25a	900-1000	0,6	1,0	0,8	0,6	1,0	0,6	0,6	76,7
chodnik 25a	1000-1100	0,4	0,8	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	65,5
chodnik 25a	1150-1250	0,6	1,0	1,0	0,6	0,8	0,6	0,6	77,1
chodnik 25a	1325-1425	0,4	1,0	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	69,7
chodnik 25a	1425-1525	0,6	1,0	0,8	0,6	0,8	0,6	0,6	74,0
chod. PW-1	100-329	0,4	0,8	0,8	0,6	0,8	0,4	0,4	62,5
chod. PW-1	350-451	0,4	0,6	0,6	0,6	0,8	0,4	0,4	55,3
chod. PW-1	451-808	0,4	0,8	0,6	0,4	0,8	0,6	0,6	59,8

Tabela 6. Współczynniki zastosowane dla oceny warunków górniczych w analizowanych wyrobiskach
Table 6. The values of mining factors used in the analysis

Nazwa wyrobiska	Odcinek badawczy [m]	Nazwa czynnika						Suma punktów
		Śąsiedz. czynnych wyrob. ekspl.	Oddziały w. krawędzi eksploat.	Śąsiedz. pozost. resztek i filarów	Śąsiedz. zrobów	Głębok. zalegania	Śąsiedz. wyrob. korytarzowych	
		Waga (istotność)						
		24,3	23,5	20,9	18,1	7,8	5,4	
chodnik 9b	400-600	0,2	0,8	1,0	1,0	0,8	1,0	74,30
chodnik 9b	750-950	0,2	0,8	1,0	1,0	0,6	1,0	72,74
chodnik 9b	950-1150	0,2	0,8	1,0	1,0	0,6	1,0	72,74
chodnik 25a	900-1000	0,2	1,0	1,0	0,2	0,8	1,0	64,52
chodnik 25a	1000-1100	0,2	1,0	1,0	0,2	0,8	1,0	64,52
chodnik 25a	1150-1250	0,2	1,0	1,0	0,2	0,8	1,0	64,52
chodnik 25a	1325-1425	0,2	1,0	1,0	0,2	0,8	1,0	64,52
chodnik 25a	1425-1525	0,2	1,0	1,0	0,2	0,8	1,0	64,52
chod. PW-1	100-329	0,2	0,2	0,6	0,2	0,6	1,0	35,80
chod. PW-1	350-451	0,2	0,2	0,6	0,2	0,6	1,0	35,80
chod. PW-1	451-808	0,2	0,2	0,6	0,2	0,6	1,0	35,80

Tabela 7. Współczynniki zastosowane dla oceny czynników technicznych w analizowanych wyrobiskach
Table 7. The values of technical factors used in the analysis

Nazwa wyrobiska	Odcinek badawczy [m]	Nazwa czynnika							Suma punktów
		Nośność systemu obud.	Dokładn. wykon. obudowy	Rodzaj obud.	Czas utrzyma. wyrob.	Wym. i kształt wyrob.	Rodzaj opinki i wykładki	Sposób drążenia wyrob.	
		Waga (istotność)							
		26,4	15,2	14,9	14,5	13,6	9,9	5,5	
chodnik 9b	400-600	0,8	0,8	1,0	0,8	0,8	0,6	0,8	81,00
chodnik 9b	750-950	1,0	0,8	1,0	0,8	0,8	1,0	0,8	90,24
chodnik 9b	950-1150	0,8	0,8	1,0	0,8	0,8	1,0	0,8	84,96
chodnik 25a	900-1000	0,6	0,8	0,2	0,8	0,8	0,6	0,8	63,80
chodnik 25a	1000-1100	0,6	0,8	0,2	0,8	0,8	0,6	0,8	63,80
chodnik 25a	1150-1250	1,0*	0,8	1,0	0,8	0,8	0,6	0,8	86,28
chodnik 25a	1325-1425	1,0*	0,8	1,0	0,8	0,8	0,6	0,8	86,28
chodnik 25a	1425-1525	1,0*	0,8	1,0	0,8	0,8	0,6	0,8	86,28
chod. PW-1	100-329	0,8	0,8	1,0	0,8	0,8	0,6	0,8	81,00
chod. PW-1	350-451	1,0	0,8	1,0	0,8	0,8	1,0	0,8	90,24
chod. PW-1	451-808	0,8	0,8	1,0	0,8	0,8	0,6	0,8	81,00

* uwzględniono dodatkowe wzmocnienie w postaci kotew zastosowane przez Kopalnię poza projektem

wartość wskaźnika N_{sp} wyniosła tu 220,0-220,6 punktów. Klasyfikuje to wybrane odcinki wyrobisk badawczych do korzystnego stopnia skuteczności projektowania, czyli stopnia II. Najniższe wartości - 175-179 punktów uzyskano dla chodnika PW-1 na odcinku 350-505 m. W tym przypadku zbiór czynników wpływających na projektowanie był najbardziej niekorzystny, a wskaźnik N_{sp} wskazał na IV stopień skuteczności projektowania.

Biorąc pod uwagę warunki techniczne związane z cechami obudowy, wyznaczono ostateczną wartość wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf} . Wartości tego parametru w skali 100 punktów zmieniały się w zakresie od 47-48 punktów (dla chodnika 25a na 900-1100 mb) do 67 punktów dla chodnika 9b. Ogólnie można stwierdzić, że biorąc pod uwagę przeprowadzoną inwentaryzację w analizowanych wyrobiskach, w najlepszym stanie była właśnie obudowa w chodniku 9b. W przypadku chodnika 25a, dla którego określono najmniejszą wartość wskaźnika N_{uf} po 150 m zaniechano

utrzymywania wyrobiska za frontem ściany. Zatem wartość wskaźnika N_{uf} właściwie wskazała możliwość utrzymania wyrobiska w obustronnym otoczeniu zrobów. W przypadku chodnika PW-1 również stwierdzono znaczącą zgodność prognozy z wynikami inwentaryzacji w chodniku. Stwierdzono bowiem, że chodnik spełnił swoją funkcję w zadanym czasie, choć deformacje chodnika lokalnie były wysokie.

5. Weryfikacja doboru obudowy za pomocą wskaźnika ERMF

Wskaźnik *ERMF*, czyli endoskopowy wskaźnik jakości górotworu (*Endoscopic Rock Mass Factor*) można określić w wyniku badań ścianek otworów wiertniczych kamerą endoskopową. Analiza obrazu pozwala na określenie kilku istotnych parametrów dotyczących zeszczerzowania skał w

Tabela 8. Zestawienie wskaźnika skuteczności projektowania N_{sp} i wskaźnika utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf} dla analizowanych wyrobisk

Table 8. Roadway Design Efficiency RDE and Roadway Functionality Maintenance RFM assessment for the chosen roadways

Nazwa wyrobiska	Odcinek badawczy [m]	Czynniki geologiczne	Własności geomechaniczne	Czynniki górnice	Wartość wskaźnika N_{sp}	Stopień skutecz. projekt. wyrob. N_{sp}	Warunki techniczne	Wartość wskaźnika N_{uf}	Stopień skuteczn. utrzymania wyrob. N_{uf}
		Liczba punktów					Liczba punkt.		
chodnik 9b	400-600	82,90	66,78	74,30	224,0	II	81,00	60	III
chodnik 9b	750-950	80,66	68,22	72,74	221,6	II	90,24	67	III
chodnik 9b	950-1150	80,66	62,44	72,74	215,8	III	84,96	61	III
chodnik 25a	900-1000	80,66	76,7	64,52	221,9	II	63,80	47	IV
chodnik 25a	1000-1100	84,00	65,54	64,52	214,1	III	63,80	46	IV
chodnik 25a	1150-1250	85,14	77,1	64,52	226,8	II	86,28	65	III
chodnik 25a	1325-1425	87,38	69,7	64,52	221,6	II	86,28	64	III
chodnik 25a	1425-1525	87,38	74,04	64,52	225,9	II	86,28	65	III
chod. PW-1	100-329	84,00	62,48	35,80	182,3	III	81,00	49	IV
chod. PW-1	350-451	84,00	55,26	35,80	175,1	IV	90,24	53	IV
chod. PW-1	451-808	84,00	59,76	35,80	179,6	IV	81,00	48	IV
Minimum		77,68	53,98	35,8	175,1	IV	63,8	46	IV
Maksimum		87,38	77,1	74,3	226,8	II	90,24	67	III

otoczeniu wyrobiska (Małkowski 2003, 2009, 2013, 2016, Majcherczyk i in. 2005). Za najważniejsze należy jednak uznać: liczbę spękań (I_s), sumaryczne rozwarstwienie (r_s) i zasięg intensywnych spękań (z_{is}). Zasadniczym zadaniem analizy jest określenie, jak górotwór o pewnej liczbie nieciągłości i właściwym dla zalegających skał charakterze będzie się przeciwstawiał naprężeniom wokół wyrobiska. Mała liczba nieciągłości, brak rumoszu lub duża liczba zaciśniętych pęknięć będzie generować duży opór przeciw siłom stycznym. Rozwarstwienia lub miękkie pęknięcia z rumoszem praktycznie nie generują oporu przeciw przesuwaniu się warstw pomiędzy sobą, tworząc niejako dodatkową powierzchnię poślizgu. Biorąc pod uwagę zapewnienie stateczności wyrobiska oraz dobór właściwej obudowy, najistotniejsze jest ustalenie zasięgu strefy intensywnych nieciągłości, gdzie nastąpiło już rozluźnienie i rozwarstwienie warstw skalnych. Tam bowiem może dochodzić do dalszej propagacji spękań, w wyniku czego skały będą się przesuwać w kierunku wybranej przestrzeni wyrobiska i obciążać jej obudowę. W wielu przypadkach zasięg intensywnych spękań jest o wiele mniejszy niż odległość najwyżej zaobserwowanych nieciągłości od konturu wyrobiska.

Ocena jakości górotworu według wskaźnika $ERMF$ dzieli górotwór na sześć klas, wg parametrów i wartości przedstawionych w tabeli 8. Badania powinny zostać przeprowadzone w otworze o długości minimum 7,0 m. O wartości wskaźnika $ERMF$ decyduje średnia wartość określana na

podstawie trzech parametrów: liczby spękań, sumarycznego rozwarstwienia i zasięgu intensywnych spękań. Stwierdzona duża ilość rumoszu skalnego na kontakcie nieciągłości lub też duża liczba rozwarstwień może powodować obniżenie klasy jakości. Dla ostatecznego wyniku najważniejszym parametrem spośród wymienionych jest zasięg intensywnych spękań. Kompatybilność systemu $ERMF$ z innymi klasyfikacjami (RMR , Q , RQD) była wielokrotnie sprawdzana w warunkach polskich kopalń węgla (Małkowski 2003, 2013, 2016; Majcherczyk i in. 2005).

W wyrobiskach korytarzowych polskich kopalń węgla kamiennego stosowana jest przede wszystkim obudowa podporowa. Dlatego też dla zapewnienia stateczności wyrobiska, autor klasyfikacji zaproponował sposób wzmacniania stalowej obudowy podatnej, zależnie od klasy stropu (tabela 9). Zalecenia te dotyczą wyrobisk niepoddanych wpływom eksploatacji oraz poddanych wpływom, np. wyrobisk przyscianowych, ale nie dotyczą odcinków za frontem ściany.

Analizę wskaźnika $ERMF$ przeprowadzono dla wszystkich wyrobisk badawczych. Badania przeprowadzono w otworach do pomiarów penetrometrycznych oraz w małośrednicowych otworach kotwowych. Wykonywano je za pomocą endoskopu z kamerą boczną (B) lub czołową (F). Biorąc pod uwagę przegląd profilu otworu lepszy widok pokazuje kamera czołowa, jednak dla precyzyjnego określenia liczby spękań i wartości rozwarstwienia jest ona mniej dokładna i tu wielkość obserwowanego rozwarstwienia zaokrągla się zwykle do 5 mm.

Tabela 9. Opis klas górotworu wg wskaźnika $ERMF$

Table 9. Rock mass class according to $ERMF$ classification

Klasa górotworu	Jakość górotworu	Opis górotworu	Liczba spękań na długości otworu l_s [-]	Sumaryczne rozwarście szczelin na długości otworu rr [mm]	Zasięg intensywnych spękań z_{is} [m]
I	doskonała	nienaruszony	£ 5	£ 15	£ 0,5
II	bardzo dobra	blokowy	6 - 15	16 - 40	0,5 - 1,5
III	dobra	słabo spękany	16 - 25	41 - 60	1,5 - 2,5
IV	średnia	spękany	26 - 40	61 - 80	1,5 - 4,0
V	słaba	silnie spękany	41 - 60	81 - 100	4,0 - 6,0
VI	bardzo słaba	zniszczony	> 60	> 100	> 6,0

Tabela 10. Zalecany sposób wzmocnienia obudowy podporowej
Table 10. The recommended reinforcement of standing support according to ERMF classification

Klasa górotworu wg ERMF	Ogólna cena stateczności wyrobiska	Wzmocnienie obudowy podatnej bez wpływu eksploatacji	Zalecany sposób wzmocnienia obudowy podatnej w przypadku wpływu eksploatacji (przed frontem)
I	stateczne	nie	zagęszczanie obudowy
II	stateczne	nie	przykotwianie łuków stropnicowych + ewentualnie zagęszczanie obudowy
III	stateczne	ewentualne zagęszczenie obudowy	zagęszczanie obudowy, przykotwianie łuków stropnicowych lub kotwienie pomiędzy łukami
IV	mało stateczne	wysokie kotwienie pomiędzy łukami obudowy, zalecana wykładka mechaniczna	jeden rząd podciągów mocowanych długimi kotwami strunowymi wklejanymi na końcu lub na całej długości, zalecana wykładka mechaniczna
V	mało stateczne	podciągi mocowane długimi kotwami strunowymi wklejanymi odcinkowo, zalecana wykładka mechaniczna	dwa rzędy podciągów mocowanych długimi kotwami strunowymi lub linowymi wklejanymi na całej długości, zalecany naciąg wstępny, zalecana wykładka mechaniczna
VI	niestateczne	dwa rzędy podciągów mocowanych długimi kotwami strunowymi wklejanymi na całej długości, zalecana wykładka mechaniczna	międzydrzwiowe kotwienie kotwami iniekcyjnymi z naciągami wstępnymi, zalecana wykładka mechaniczna wzmocnienie może być nieskuteczne dla utrzymania wyrobiska

Dla poszczególnych wyrobisk liczba oznaczeń wskaźnika *ERMF* była następująca:

- chodnik 9b w pokładzie 405/2 - 6,
- chodnik PW-1 w pokładzie 358/1 – 3;
- chodnik 25a w pokładzie 405/3 – 5.

Obserwacje kamerą endoskopową objęły wszystkie odcinki badawcze. Należy podkreślić, że w każdym wyrobisku przynajmniej 1 raz wykonano badania powtórne w tym samym otworze po zbliżeniu się do otworu frontu ściany. W żadnym przypadku nie nastąpiły istotne zmiany w liczbie nieciągłości, rozwarstwieniu skał stropowych i zasięgu strefy spękań. W tabeli 10 przedstawiono wartości wskaźnika *ERMF*, jaki określono na podstawie pierwszych badań w wyrobiskach badawczych w krótkim czasie po wydrążeniu danego odcinka chodnika.

Z analizy wyników obserwacji endoskopowych wynika, że najlepsze warunki stropowe występowały w chodniku 25a na Ruchu „Szczygłowice”. Klasa stropu była tu generalnie bardzo dobra (*ERMF* – II) lub nawet doskonała (*ERMF* – I). Jest to nieco zaskakujące, ponieważ chodnik ten drażony był wzdłuż zrobów wcześniej wybranej ściany z pozostawieniem 4-metrowego plotu węglowego. W tym przypadku jednak, mocne (R_c lokalnie powyżej 100 MPa) i słabo uwarstwione skały stropowe nie miały tendencji do intensywnego pęknięcia, w szczególności blisko konturu wyrobiska. Niemniej jednak w każdym z otworów występowało kilka spękań na różnej wysokości, w tym ostatnie zwykle na wysokości ok. 6 m powyżej stropu chodnika, co ostatecznie w czterech przypadkach obniżyło klasę stropu. Według zaleceń dotyczących

Tabela 11. Wartości wskaźnika ERMF w wyrobiskach badawczych
Table 11. ERMF index values for the chosen roadways

Nr otworu	Metraż chodnika	Rodzaj kamery	Liczba spękań na długości otworu ls [-]		Sumaryczne rozwarście szczelin na długości otworu rr [mm]		Zasięg intensywnych spękań zis [m]		Zasięg spękań fz [m]	Klasa ERMF
			wart.	klasa	wart.	klasa	wart.	klasa		
chodnik 9b, pokład 408/2										
Gp-65/20	125	F	12	II	40	II	0,8	II	2,0	II
kotwowy	435	F	15	II	40	II	0	I	4,6	II
kotwowy	489	F	1	I	10	I	1,4	II	0,6	I
G-83/20	801	F	7	II	45	III	0,9	II	1,75	II
G-1/21	1042	F	7	II	45	III	1,1	II	1,65	II
kotwowy	1400	F	5	I	30	II	0,1	I	7,8	I
chodnik PW-1, pokład 358/1										
G.382(2019)	275	B	95	VI	976	VI	2,95	IV	10,3	V
G.419(2019)	358	B	89	VI	970	VI	1,9	III	10,35	V
G.532(2019)	570	B	34	IV	159	VI	2,5	III	10,25	V
chodnik 25a, pokład 405/3										
Gp-147/19	922	F	7	II	10	I	0,15	I	5,6	II*
Gp-155/19	1015	F	11	II	10	I	0,2	I	9,15	II*
Gp-165/19	1195	F	6	II	20	II	0	I	6,2	II
Gp-171/19	1331	F	6	II	10	I	0,3	I	6,1	II*
kotwowy	1514	F	2	I	20	II	0	I	2,1	I

* wartości zwiększone ze względu na całkowity zasięg strefy spękań

obudowy wyrobiska przyścianowego przedstawionych w tabeli 9, nawet wyrobisko prowadzone w obudowie podporowej z przykotwionymi łukami stropnicowymi i z ewentualnym zagęszczeniem obudowy powinno bez problemu pozostać stateczne przed frontem ściany przy oddziaływaniu ciśnień eksploatacyjnych. W chodniku 25a zaprojektowano inny schemat kotwienia.

Nieco większe zniszczenie stropu, ale pokazujące także doskonałą (klasa I) lub bardzo dobrą (klasa II) jakość

górotworu wykazały badania w chodniku 9b na Ruchu „Knurów”. Tu jednak do wysokości 1 m można było wydzielić strefę intensywnych spękań, choć miało to związek przede wszystkim z dwoma lub trzema rozwarstwieniami obserwowanymi na pierwszych kilkudziesięciu centymetrach otworów badawczych. Na uwagę zasługuje także fakt identyfikacji maksymalnego zasięgu spękań na bardzo różnej wysokości od 0,6 m do 7,8 m. Wskazuje to na zmienne warunki stropowe, oraz przede wszystkim na uwarstwienie stropu, który rozdziela

Tabela 12. Weryfikacja sugerowanej obudowy wyrobisk badawczych poddanych wpływom frontu ścianowego na podstawie wartości wskaźnika *ERMF*

Table 12. Verification of the support construction in the analyzed roadways being under the influence of longwall face abutment pressure according to *ERMF* classification

Wyrobisko	Odcinek badawczy	Klasa <i>ERMF</i>	Minimalne wzmocnienie obudowy podporowej sugerowane przez <i>ERMF</i>	Wzmocnienie zrealizowane	Spełnienie warunku
Chodnik 9b	1	II	przykotwianie łuków stropnicowych + ewentualnie zagęszczanie obudowy	zagęszczenie obudowy do 0,8 m	Tak
	2	II	przykotwianie łuków stropnicowych + ewentualnie zagęszczanie obudowy	wykładka mechaniczna (dwa worki o długości 1,5 m), kotwy krótkie stalowe 3,0 m między każdymi odrzwiami, kotew strunowa 7,0 m budowana przez podciąg od strony ściany, krok obudowy 0,8 m	Tak
	3	II	przykotwianie łuków stropnicowych + ewentualnie zagęszczanie obudowy	wykładka mechaniczna (trzy worki o długości 1,5 m) kotwy krótkie stalowe 3,0 m między każdymi odrzwiami, kotew strunowa 7,0 m budowana przez podciąg od strony ściany, krok obudowy 1,0 m	Tak
Chodnik PW-1	1	V	dwa rzędy podciągów mocowanych długimi kotwami strunowymi lub linowymi wklejanymi na całej długości, zalecany naciąg wstępny, zalecana wykładka mechaniczna	dwa rzędy podciągów stalowych o profilu V29, kotwionych do stropu naprzemiennie co drugie pole kotwami strunowymi o długości całkowitej 6 m	Tak
	2	V	dwa rzędy podciągów mocowanych długimi kotwami strunowymi lub linowymi wklejanymi na całej długości, zalecany naciąg wstępny, zalecana wykładka mechaniczna	podciąg stalowy V29; dwa rzędy kotwi Titan z naciągiem wstępnym z podwójnymi zamkami zaciskowymi o długości 6,2 m budowanych co drugie pole, gdzie na drugim zacisku podwieszono są krótkie podciągi o profilu V32, strop kotwiony trzema kotwami stalowymi krótkimi o długości 2,5 m, z tym że kotwy skrajne zamiennie stosowane z kotwami Titan o dł. 6,2 m, przy stosowaniu wykładki mechanicznej	Tak
	3	V	dwa rzędy podciągów mocowanych długimi kotwami strunowymi lub linowymi wklejanymi na całej długości, zalecany naciąg wstępny, zalecana wykładka mechaniczna	dwa rzędy podciągów stalowych o profilu V29 kotwionych do stropu naprzemiennie co drugie pole kotwami strunowymi o długości całkowitej 6 m, dodatkowo kotwy Titan o dł. 6,2 m z pojedynczym zamkiem z naciągiem wstępnym, budowane od strony calizny, przy stosowaniu wykładki ręcznej	Tak
Chodnik 25a	1	II	przykotwianie łuków stropnicowych + ewentualnie zagęszczanie obudowy	brak wzmocnień, rozstaw ŁP 1,0 m	Nie
	2	II	przykotwianie łuków stropnicowych + ewentualnie zagęszczanie obudowy	podciąg stalowy niekotwiony, rozstaw ŁP 1,0 m	Nie
	3	II	przykotwianie łuków stropnicowych + ewentualnie zagęszczanie obudowy	krótki podciąg stalowy (tzw: „orczyk”) przykotwiony kotwą strunową o długości 7,0 m co drugie odrzwia, rozstaw ŁP 1,0 m	Tak
	4	II	przykotwianie łuków stropnicowych + ewentualnie zagęszczanie obudowy	krótki podciąg stalowy od strony ściany przykotwiony kotwą strunową o długości 7,0 m co drugie odrzwia, dodatkowo w każdym polu dwie krótkie kotwy prętowe, rozstaw ŁP 1,0 m	Tak
	5	I	zagęszczanie obudowy	dwie krótkie kotwy prętowe 2,7 m w każdym polu międzyodrzwiowym, rozstaw ŁP 1,0 m	Tak

się na różnej wysokości. Prawidłowym wzmocnieniem obudowy podporowej dla chodnika podścianowego, jakim był chodnik 9b, byłyby w tym przypadku przykotwianie łuków stropnicowych lub ewentualne zagęszczenie obudowy (tab. 9).

Zdecydowanie najgorszą klasę górotworu określono w przypadku chodnika PW-1. Drażnienie wyrobiska pod krawędzią spowodowało powstanie bardzo rozległej strefy spękań, która w każdym z trzech otworów sięgała wysokości powyżej 10 m nad wyrobiskiem. Intensywne spękania obserwowano do 2-3 metrów powyżej niego. Na pierwszych dwóch odcinkach badawczych górotwór był bardzo zniszczony, bowiem sumaryczne rozwarście szczelin i rozluźnianego materiału sięgało prawie 100 cm, przy prawie 100 zarejestrowanych nieciągłościach. Pomimo nieco mniejszej intensywności zniszczenia stropu na trzecim odcinku badawczym dla wszystkich określono taką samą klasę górotworu – V. W takim wyrobisku, określanym wg klasyfikacji *ERMF* jako „mało statecznym” obudowa podporowa wg tabeli 9 powinna zostać wzmocniona dwoma rzędami podciągów mocowanych długimi kotwami strunowymi, najlepiej z naciągiem wstępnym, przy zastosowaniu wykładki mechanicznej na etapie drażnienia.

Powyższe rozważania dotyczące utrzymania wyrobisk przy zaprojektowanej konkretnej obudowie zweryfikowano w trakcie drażnienia wszystkich trzech wyrobisk badaniami endoskopowymi i wyznaczeniem Endoskopowego Wskaźnika Jakości Górotworu *ERMF*. Wartości tego wskaźnika dla kolejnych wyrobisk sugerowały różne rodzaje obudowy, która zapewni ich stateczność przed frontem ściany. W przypadku dwóch wykonanych badań na danym odcinku badawczym i różnych wynikach, jako sugerowaną przyjmowano niższą klasę górotworu (gorszą).

Wyniki analizy przedstawiono w tabeli 11. Wynika z niej, że zalecenia dotyczące minimalnego wzmocnienia obudowy podporowej przed frontem ściany były spełnione w chodnikach: 9b i PW-1, natomiast w chodniku 25a na Ruchu „Szczygłowice” na pierwszych dwóch odcinkach badawczych łuki stropnicowe powinny zostać dodatkowo przykotwione. Tu należy jednak zauważyć, że wartość wskaźnika *ERMF* została obniżona (z klasy I do II) ze względu na wysoko sięgające spękania, o trzy klasy większe niż pozostałe wskaźniki.

Generalnie można jednak uznać, że obudowa dla wszystkich odcinków badanych wyrobisk została dobrze dobrana i spełniała konieczne warunki dla utrzymania stateczności wyrobisk w funkcji wyrobisk przyścianowych. Wobec obserwowanego stanu spękań na odcinkach 1 i 2 chodnika 25a (mała liczba spękań przy niewielkim sumarycznym rozwarstwień i bardzo małym zasięgu intensywnych spękań) także można było uznać, że pomimo braku kotwienia stropu oba te odcinki powinny pozostać stateczne zarówno bez oddziaływania frontu eksploatacyjnego, jak i podczas zwiększania się ciśnienia eksploatacyjnych. Fakt, że wyrobiska pozostały stateczne potwierdził ich monitoring oraz inwentaryzacje w poszczególnych fazach istnienia.

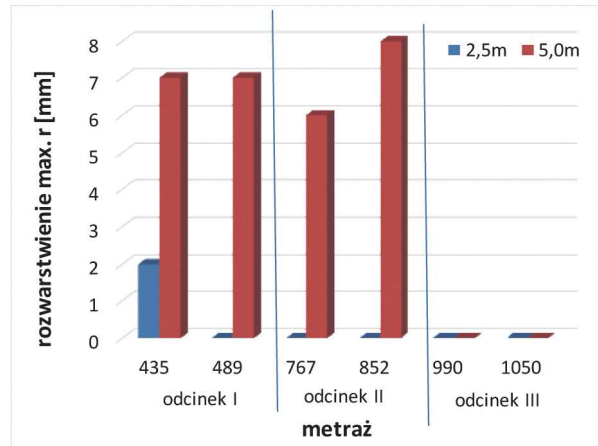
5. Monitoring wyrobisk

Ocena warunków geologicznych, wiedza na temat parametrów geomechanicznych i właściwy dobór obudowy dla zmieniających się warunków górniczych nie powinien dopuszczać do nadmiernej konwergencji wyrobiska i rozwarstwień stropu, nawet pomimo pierwotnych spękań skał stropowych, a następnie wobec oddziaływania frontu eksploatacyjnego. Brak nadmiernych deformacji górotworu powinien się z kolei przekładać na niskie obciążenia obudowy podporowej i kotwowej. W niniejszym artykule zaprezentowano wyniki pomiarów rozwarstwień stropu, konwergencji chodnika

(w jednym przypadku) oraz wyniki obciążeń obudowy podporowej w każdym z chodników.

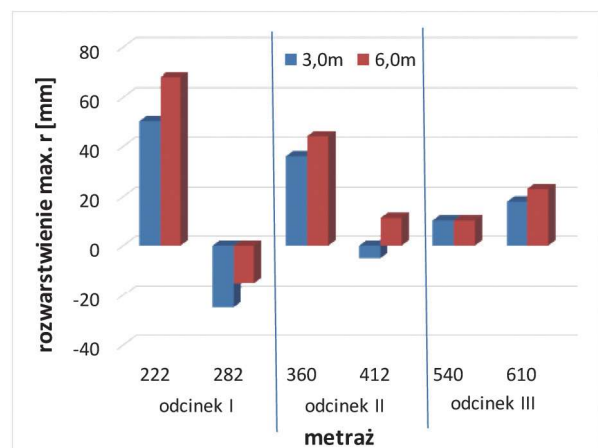
5.1. Monitoring pracy górotworu

W chodniku 25a prowadzono pomiary konwergencji, natomiast w chodnikach 9b i PW-1 pomiary rozwarstwień stropu.



Rys. 1. Maksymalne rozwarstwienia stropu w chodniku 9b w czasie eksploatacji ściany 9

Fig. 1. Maximum roof rock separation in maingate 9b under longwall 9 exploitation



Rys. 2. Maksymalne rozwarstwienia stropu w chodniku PW-1 w czasie eksploatacji ściany PW-1

Fig. 2. Maximum roof rock separation in maingate PW-1 under longwall PW-1 exploitation

Na rys. 1 przedstawiono wyniki rozwarstwień stropu z chodnika 9b. Wynika z nich, że wzmocnienie stropu kotwami stalowymi i strunowymi oraz przy rozstawie odrzwi obudowy 1,0 m z wykładką mechaniczną można wyraźnie ograniczyć rozwarstwienia skał stropowych lub nie dopuścić do ich powstania (odcinek badawczy III). Wpływ na to miała niewątpliwie wysoka wytrzymałość skał stropowych (średnio ok. 70 MPa) i nieznaczne uwarstwienie skał stropowych. Na pozostałych odcinkach rozwarstwienia 7-9-centymetrowe można uznać za nieznaczne. Należy zaznaczyć, że pojawiały się one tylko na wyższych odcinkach stropu powyżej 2,5 m od konturu wyrobiska.

Zupełnie inaczej sytuacja przedstawiała się w chodniku PW-1, który drażono i utrzymywano za frontem ściany pod zrobami znajdującymi się ok. 15-20 m powyżej. W tym przypadku zastosowanie kotwi strunowych o długości 9 m

na pierwszym odcinku badawczym pozwoliło na swobodne przemieszczanie się stropu (rys. 2). Stąd dochodziło do intensywnej propagacji rozwarstwień już spękanego stropu (baza 1 na 222 mb) lub do kompaktacji (zaciśnięcia) już rozwarstwionych skał (baza 2 – 282 mb). Zdecydowanie mniejsze rozwarstwienia zachodziły na odcinkach z zabudowanymi iniekcyjnymi kotwami Titan. W tym przypadku zastosowanie dodatkowego kotwienia krótkiego na odcinku II nie ograniczyło rozwarstwień stropu, które na bazie 3 osiągnęły 44 mm. Pomiary pokazują zatem jasno, że zasadność stosowania kotwi krótkich w zniszczonym wcześniej stropie dla ograniczenia deformacji stropu jest niewłaściwe.

Wartości największych zarejestrowanych zmian wymiarów poprzecznych chodnika 25a, tj. szerokości i wysokości, przedstawiono na rys. 3. Analizując przedstawiony wykres można zauważyć, że na pierwszym odcinku badawczym (obudowa podporowa ŁP, rozstaw odrzwi 1,0 m) zmiany wymiarów pionowych wynosiły 16-32 cm, a szerokości - 30-41 cm. Na kolejnych trzech bazach tj. 1000, 1020, i 1040 mb, znajdujących się na drugim odcinku badawczym (obudowa podporowa ŁP, rozstaw odrzwi 1,0 m, podciąg stalowy o profilu V zabudowany po stronie prawego ociosu od strony calizny) odnotowano największe zmiany spośród wszystkich analizowanych baz pomiarowych. Zmniejszenie wysokości wynosiło tu 14-32 cm, a szerokości w zakresie 26-87 cm. Na trzecim odcinku badawczym, gdzie obudowę ŁP od strony prawego ociosu przykotwiano w co drugim polu krótkim podciąganiem stalowym (orzycykiem) zmniejszenie wysokości wyniosło 2-40 cm, a szerokości 13-82 cm. Na odcinku czwartym (1325-1425 mb), gdzie stosowano kotwienie wysokie od strony calizny w postaci kotew strunowych przykotwiających podciąg i niskie w postaci dwóch kotew prętowych zaciśnięcie chodnika 25a, było umiarkowane i wynosiło maksymalnie w przypadku konwergencji pionowej 6-36 cm, a poziomej 1-59 cm. Na ostatnich dwóch bazach pomiarowych na 1488 mb i 1511 mb, znajdujących się na piątym odcinku badawczym, gdzie zastosowano wzmocnienie w postaci dwóch symetrycznie rozmieszczonych kotew prętowych pomiędzy odrzwiami,

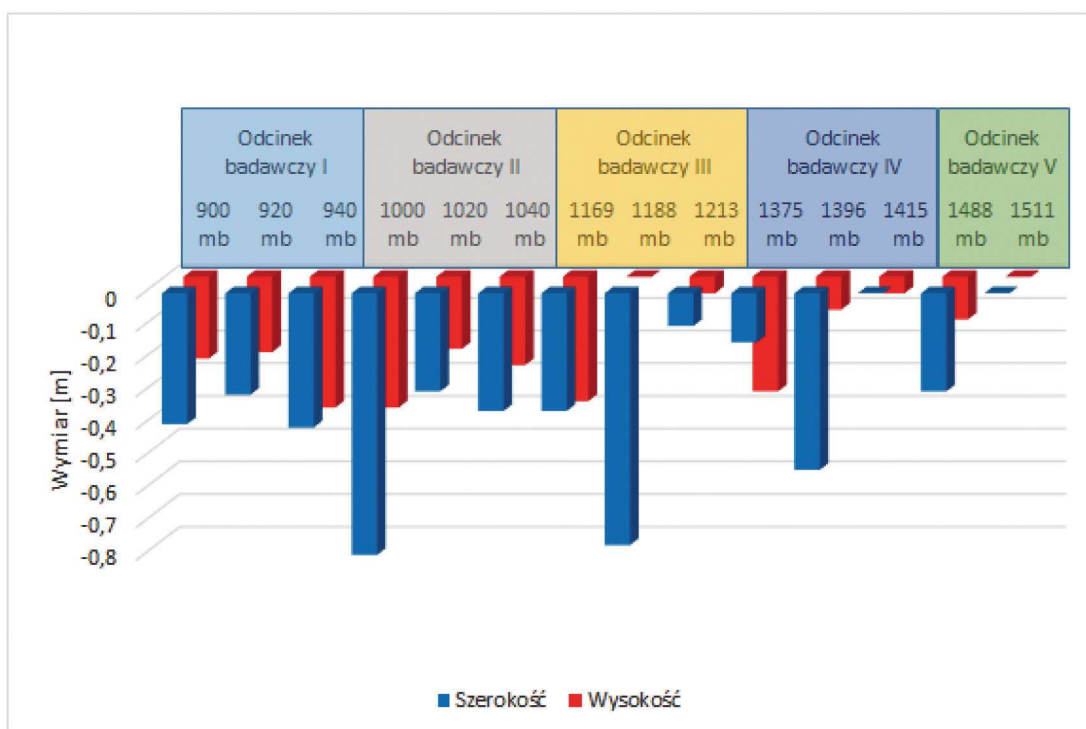
odnotowano najmniejsze zmiany wymiarów pionowych i poziomych wyrobiska, odpowiednio: zmianę wysokości o 2-13 cm i szerokości o 1-35 cm.

Można zatem zauważyć, że każdy sposób kotwienia znacząco ograniczył konwergencję chodnika 25a, który wydrążony został wzdłuż zrobów wcześniej wybranej ściany z pozostawionym 4-metrowym płotem węglowym. Dotyczy to przede wszystkim konwergencji pionowej, która na odcinkach wyrobiska wzmocnionych kotwami, przez kilkumiesięczny okres wyniosła zaledwie kilka centymetrów. W nieco mniejszym stopniu kotwienie ograniczyło również konwergencję poziomą, ale o jej większych wartościach decydowała odkształcalność rozgniatanego węgla w pozostawionym filarze. W takiej sytuacji górniczej kluczowym aspektem jest sposób i dokładność wypełnienia pustek za obudową. W przypadku dużej wolnej przestrzeni i braku sprężystego oporu odrzwi obudowy podporowej, deformacje mogą być kilkudziesięciocentymetrowe. Jednakże w przypadku braku kotwienia zmniejszenie szerokości chodnika 25a wynosiło zawsze minimum 25 cm, na co ponownie złożyła się wysoka wytrzymałość skał stropowych, która średnio często przekraczała 90 MPa. Takie wartości deformacji konturu wyrobiska w żaden sposób nie zmniejszały jego funkcjonalności na skrzyżowaniu ściana–chodnik.

5.2. Monitoring pracy obudowy

We wszystkich wyrobiskach prowadzono monitoring pracy obudowy podporowej, z tym że w chodniku PW-1 tylko obciążenia stropnicy, a w chodnikach 9b i 25a także obciążenia łuków ociosowych.

Na rysunku 4 przedstawiono maksymalne wartości obciążenia obudowy podporowej chodnika 9b, w okresach utrzymywania chodnika (rys. 4a) i obciążeń, jakie zachodziły podczas eksploatacji ściany 9 (rys. 4b). Przed wpływem frontu ściany, maksymalne siły na dynamometrach zabudowanych na wszystkich trzech odcinkach badawczych (po dwa stanowiska pomiarowe na jednym odcinku) pokazują, że na etapie



Rys. 3. Największe zmiany wymiarów poprzecznych w chodniku 25a – zmniejszenie wysokości i szerokości
Fig. 3. Maximum maingate 25a convergence - the change of width and height

drażenia najniższą wartość uzyskano na odcinku I, w którym nie stosowano kotwienia oraz wykładki mechanicznej. Siła w stropie wyniosła 218 kN, a w ociosie lewym 65 kN (rys. 4a). Na odcinku drugim na obu stanowiskach pomiarowych odnotowane obciążenia poszczególnych elementów obudowy podporowej były stosunkowo niewielkie i nie przekraczały 50 kN. Duże zróżnicowanie sił uzyskano na trzecim stanowisku pomiarowym (rozstaw odrzwi zwiększony do 1,0 m przy zachowanym kotwieniu jak na odcinku drugim). W okresie drażenia zależnie od stanowiska pomiarowego uzyskano na tym odcinku maksymalne wartości sił obciążających odrzwia odpowiednio 128 kN i 24 kN (rys. 4a). Wpływ na zróżnicowanie wartości sił miała zatem raczej litologia skał stropowych, a nie rodzaj zastosowanej obudowy. Szczególnie, że kotwienie stosowano z pewnym opóźnieniem. Ponadto, jak wcześniej zauważono, wykonywana na tym odcinku wykładka mechaniczna powodowała zwiększanie się przestrzeni pomiędzy skałą a odrzwiami, co w niektórych miejscach skutkowało stosowaniem klinów drewnianych. W przypadku drugiej bazy pomiarowej na odcinku badawczym nr 3 możliwe było odciążenie w ten sposób siłowników hydraulicznych, bowiem większość obciążenia przejmowała wykładka mechaniczna.

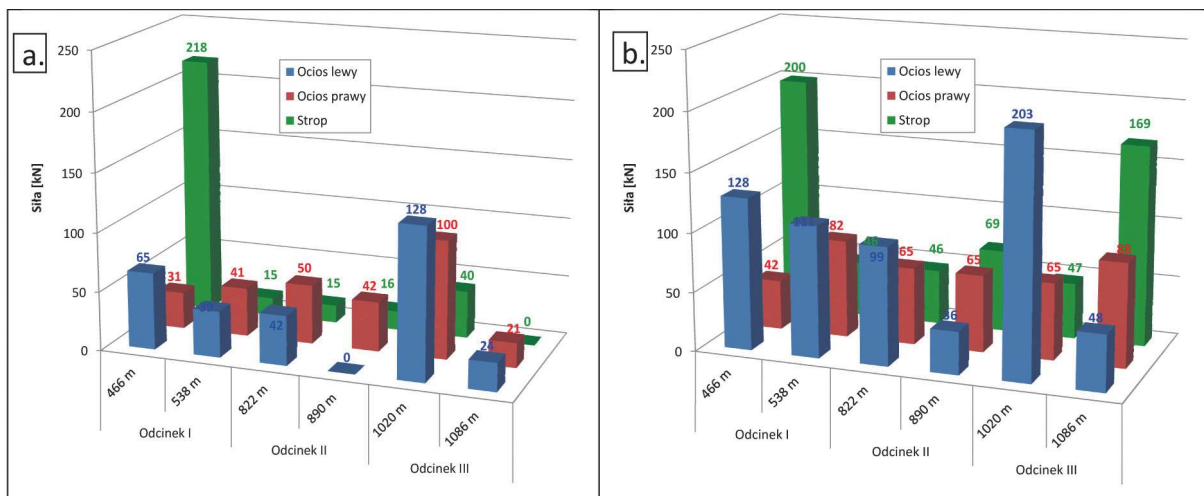
Z kolei w okresie prowadzenia eksploatacji ściany 9 już żaden z dynamometrów nie pozostawał bez obciążenia (rys. 4b). Rejestrowane siły ogólnie wzrosły, a najwyższe wartości nadal występowały na dynamometrach znajdujących się na 466 i 1020 metrze, wynosząc odpowiednio 200 i 203 kN. Wobec zabudowy na łuku stropnicowym dynamometrów szeregowych obejmujących długość ok. 1 m można stwierdzić, że były to cały czas wartości poniżej wskaźnika nośności obudowy ŁP-11 z kształtownika V32, która wynosi 247 kN/mb. Dodatkowo znaczna wartość siły wynosząca 169 kN odnotowana została na dynamometrze stropowym zabudowanym na 1086 metrze chodnika 9b. Średnio siły w dynamometrach wynosiły jednak tylko 30-40 kN.

Ogólnie należy jednak zauważyć, że siły obciążające odrzwia na drugim odcinku badawczym były najniższe, a na odcinku nr 1 - najwyższe.

Interesujący jest obraz obciążenia obudowy podporowej chodnika 25a. Tu także analizę wyników pomiarów podzielono na czas utrzymywania wyrobiska do rozpoczęcia eksploatacji i po rozpoczęciu obejmującym wpływ zbliżającego się frontu eksploatacyjnego. Maksymalne wartości sił siłowników w dynamometrach zabudowanych na wszystkich

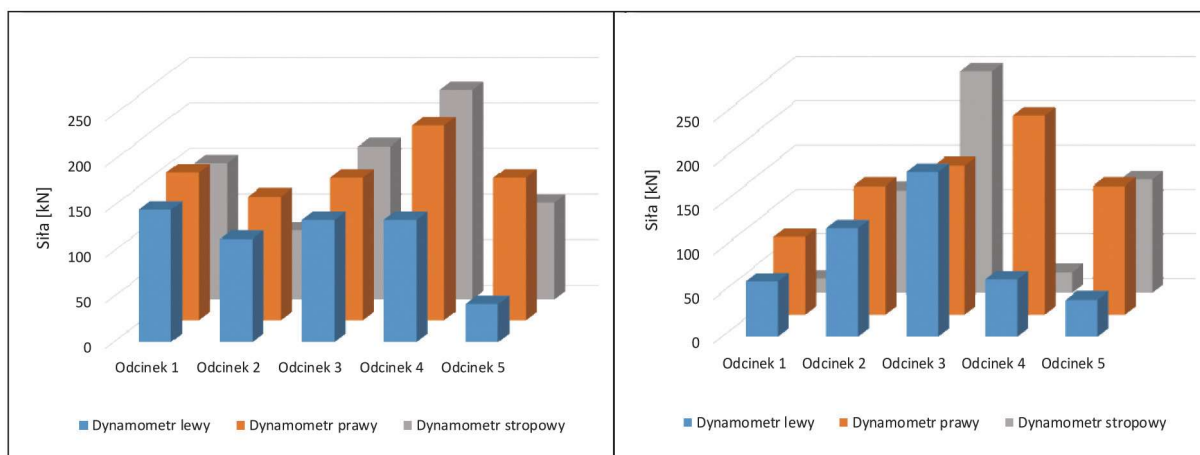
pięciu odcinkach badawczych pokazują, że przed rozpoczęciem eksploatacji ściany XXV najniższe wartości wystąpiły na odcinku nr 5 (rys. 5a), gdzie skotwiono strop kotwami prętowymi. Na odcinku badawczym nr 1, gdzie stosowano tylko obudowę podporową ŁP, wartości sił maksymalnych wynosiły ok. 130-140 kN i były one prawie jednakowe na wszystkich siłownikach (rys. 5a). Po stabilizacji konstrukcji podciągami maksymalne siły spadły do 80-110 kN, co wynikało prawdopodobnie z przekazania obciążenia na sąsiednie odrzwia. Największe odczytano od strony prawego ociosu (od strony przyszyłego frontu ściany). Generalnie, zastosowanie kotwienia wysokiego od strony calizny spowodowało lepszy kontakt odrzwi obudowy z górotworem i przenoszenie sił głównie przez strop i prawy ocios. Należy jednak zauważyć, że na odcinku badawczym nr 3, gdzie zastosowano tylko kotwienie z podciągami od strony prawej, oraz na odcinku 4, gdzie dodatkowo przykotwiono strop dwoma kotwami stalowymi prętowymi, coraz bardziej obciążony był strop chodnika i na tych odcinkach wartości sił działające na odrzwia były najwyższe (rys. 5a).

Interesujący jest fakt, że przy wpływie frontu eksploatacyjnego wartości sił działające na odrzwia obudowy ŁP najbardziej zmalały na odcinku, gdzie zabudowano tylko odrzwia ŁP (odc. I). Wzrosły na odcinku II (dodatkowy podciąg) i odcinku III (kotwienie wysokie przez podciąg), a praktycznie nie zmieniło się na odcinku V (kotwienie międzyodrzwiowe) i niesymetrycznie zmalało na odcinku IV, gdzie zabudowano dwa kotwione podciągi. Zatem, uginające się w stronę pozostawionego filara węglowego warstwy stropowe, przy skotwieniu tylko stropu od strony calizny najbardziej dociężyły strop, a w przypadku kotwienia symetrycznego – ocios od strony calizny i strop. Na odcinkach nr 1 i 2 bez dodatkowych wzmocnień bardziej obciążone były łuki ociosowe, co jest typowym zachowaniem się odrzwi, gdy nie jest stosowana wykładka mechaniczna. Pustka pomiędzy górotworem a obudową powoduje częściowe przemieszczenia łuków ociosowych na boki (tworzenie się beczkowego kształtu), które opierając się o skały ociosowe doznają dodatkowego nacisku z boku. Skutkuje to początkowo zwiększonym naciskiem na łuki ociosowe, a po pewnym czasie wyrównaniem nacisków na obwodzie obudowy. Wielkość nacisków i ich zróżnicowanie zależy od możliwych przemieszczeń obudowy (luzu wykładki), rozstawu odrzwi i właściwości otaczającego górotworu. Należy zauważyć, że w przypadku symetrycznego



Rys. 4. Maksymalne siły obciążające obudowę podporową na odcinkach badawczych w chodniku 9b, a) okres utrzymywania wyrobiska, b) okres eksploatacji i funkcjonowanie jako chodnik podścianowy

Fig. 4. Maximum load on a standing support frame at research testing sections in maingate 9b, a) time of roadways maintenance, b) time of longwall exploitation and the maingate function



Rys. 5. Maksymalne siły obciążające obudowę podporową na odcinkach badawczych w chodniku 25a, a) okres utrzymania wyrobiska do rozpoczęcia eksploatacji, b) okres eksploatacji ściany i funkcjonowanie jako chodnik podścianowy

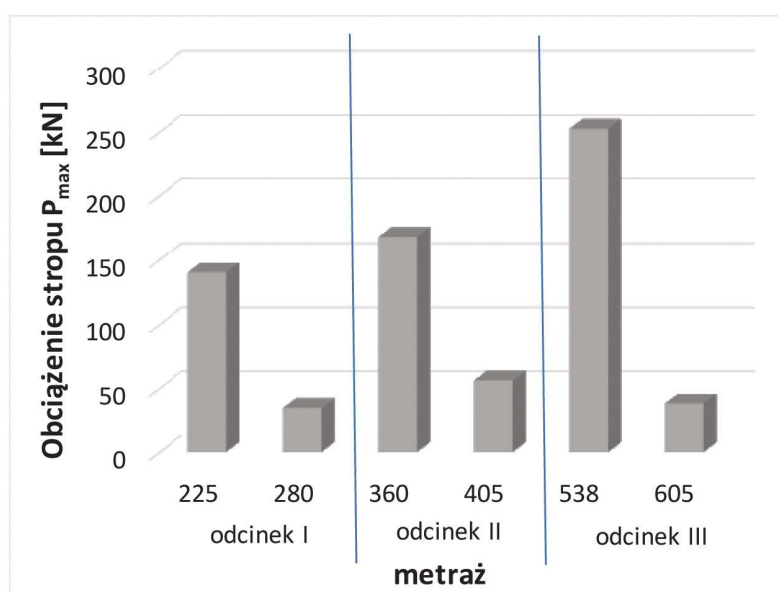
Fig. 5. Maximum load on standing support frame at testing sections in maingate 25a, a) time of roadways maintenance, b) time of longwall exploitation and the maingate function

kotwienia stropu dwoma kotwami prętowymi (odcinek nr 5), lewy ocios (od starych zrobów) i strop był najbardziej odciążony, a prawy (od frontu ściany) najbardziej dociążony (rys. 5b). Niemniej, w przypadku bezpośrednio skotwionego stropu i wytworzeniu wzmocnionej belki skalnej obciążenie obudowy podporowej praktycznie się nie zmienia, bowiem belka ta przenosi obciążenia od wyżej zalegających skał. Z kolei odciążenie odcinka I przed ścianą mogło być spowodowane skotwieniem stropu na kolejnych odcinkach i przechyleniu się sztywnej i mocnej płyty stropowej ($R_c > 90$ MPa) do góry.

Zdecydowanie największe siły odnotowano w chodniku PW-1, ale były one wyjątkowo nierównomierne na wszystkich bazach odcinków pomiarowych (rys. 6). Największe, które przekraczały roboczą nośność odrzwi prowadząc do zsuwów, odczytano na odcinku III – 248 kN, następnie na odcinku II – 168 kN, a najmniejsze na odcinku I – 140 kN. Trzeba jednak zaznaczyć, że w tym przypadku zastosowano dynamometry o mniejszej powierzchni kontaktu obudowa-górotwór niż w poprzednich chodnikach

Zatem zastosowanie na odcinku I kotwi strunowych, które mogą się rozciągać przy odcinkowym wklejeniu, spowodowało odciążenie obudowy podporowej. Usztywnienie układu obudowa podporowa-kotwy poprzez zainiekowanie kotew Titan spowodowało dociążenie obudowy, a stało się to z powodu wcześniejszego mocnego spękania skał stropowych, które nie były w stanie utworzyć skotwionej belki skalnej, tak jak w przypadku chodnika 25a. Należy zauważyć, że zarejestrowane przekroczenie nośności odrzwi na 538 m mogło być powodowane niesymetrycznym obciążeniem odrzwi, blokowaniem się zamków, a w rezultacie – prowadzić także do deformacji plastycznych kształtownika.

Generalnie jednak, patrząc na wartości średnie obciążeń, zaprojektowana w wyrobisku obudowa podporowo-kotwowa skutecznie przeciwstawiała się obciążeniom ze strony górotworu. Zmiany obciążeń były spowodowane lokalnym stanem stropu i współpracą obudowa-górotwór.



Rys. 6. Maksymalne siły obciążające obudowę podporową na odcinkach badawczych w chodniku PW-1

Fig. 6. Maximum load on standing support frame at testing sections in maingate PW-1

6. Podsumowanie metod oceny jakości górotworu i skuteczności projektowania

Przedstawione metody oceny jakości górotworu oraz ocena możliwości skutecznego projektowania obudowy pokazały, jakie warunki zostały wybrane do realizacji projektu.

Analizując wszystkie wyniki można uznać, że pod względem geologicznym najlepsze warunki panowały w chodniku 25a w pokładzie 405/3. Strop był mało uwarstwiony i cechował się wysokimi wartościami parametrów geomechanicznych. Najgorsze warunki wybrano w przypadku chodnika PW-1 w pokładzie 358/1, którego strop był mocno uwarstwiony, a wytrzymałość skał średnia. Należy jednak podkreślić, że różnice we wstępnie przeprowadzonej ocenie wskaźnika jakości górotworu w systemie *RMR* dla wszystkich wyrobisk, również dla chodnika 9b w pokładzie 408/2 nie były wysokie. Oprócz dwóch miejsc w chodniku 25a, gdzie stwierdzono II klasę jakości górotworu, w pozostałych przypadkach była to klasa III, choć liczbowo wartości zmieniały się od 46 (chodnik PW-1) do 60 (chodnik 25a).

Biorąc jednak pod uwagę czynniki górnicze, dwa pierwsze ww. wyrobiska miały niekorzystne warunki, bowiem chodnik 25a drążony był równoległe do zrobów poprzednio eksploatowanej ściany, z pozostawionym płotem węglowym o szerokości ok. 4 m. Z kolei chodnik PW-1 wykonany był w odległości pionowej 15-22 m bezpośrednio pod krawędzią zrobów wyżej leżącego pokładu 357/1. Jedynie chodnik 9b drążony był w nienaruszonej części złoża. Powyższe fakty przełożyły się wyraźnie na możliwość skutecznego utrzymania obu chodników. Wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobisk N_{uf} dla trzech odcinków chodnika 25a oraz dla wszystkich odcinków chodnika PW-1 wskazał wartości w zakresie 46-53 punktów, a więc trudności w możliwym utrzymaniu wyrobiska wobec istniejących czynników naturalnych, górniczych i technicznych, wynikających głównie z typu i nośności zaprojektowanej obudowy. Dla pozostałych odcinków badawczych wartości wskaźnika N_{uf} były znacznie wyższe, a dla chodnika 9b najwyższe, bowiem wartość wskaźnika wynosiła 60-67 punktów.

Reasumując tę część analizy, można zatem stwierdzić, że wystąpienie dobrych warunków stropowych nie jest jednoznaczne z możliwością łatwego utrzymania stateczności i funkcjonalności chodnika, szczególnie podścianowego i takiego, który już w chwili drążenia znajduje się w bliskim sąsiedztwie oddziaływania zrobów, tak jak chodnik 25a w pokładzie 405/3. Spośród wybranych do badań chodników, zdecydowanie najlepsze warunki dla jego utrzymania występowały w chodniku 9b w pokładzie 408/2.

Powyższe potwierdziły badania stateczności chodników prowadzone pod ziemią. Faktycznie największe problemy z utrzymaniem wyrobiska występowały w chodniku PW-1. Należy jednak podkreślić, że pomimo dużych spękań w stropie na etapie drążenia (potwierdzonych badaniami endoskopowymi – tab. 10), zastosowana obudowa o wysokiej nośności z powodzeniem zabezpieczała chodnik przed frontem ściany, pomimo intensywnej spękania. Przyrost rozwarstwień w trakcie użytkowania był nieznaczny i wynosił 4 - 5 cm (rys. 7). Chodnik ten udało się również utrzymać za frontem ściany przez kilka kolejnych miesięcy. Stan wyrobiska bezpośrednio za skrzyżowaniem na odcinku I (kotwy strunowe) z zabudowanymi kasztami pokazano na rys. 8.

W chodniku 25a nawet na odcinkach, gdzie nie wykonano wzmocnień za pomocą kotwi, wyrobisko było stateczne, stan stropu bardzo dobry (rys. 9), a zachodzące deformacje konturu wynoszące 20-30 cm w pionie (głównie wypiętrzanie spągu)

oraz nawet 70-80 cm w poziomie, nie powodowały żadnych problemów z utrzymaniem chodnika przed frontem ściany. Przy bardzo dobrych parametrach wytrzymałościowych stropu konwergencja pozioma była związana tylko z rozgniataniem pozostawionego płotu węglowego wzdłuż linii zrobów wcześniej wybranej ściany (rys. 10). Można jednak uznać, że wyrobisko utrzymało swoją funkcjonalność w każdym przyjętym schemacie obudowy.

Bardzo dobre warunki naturalne oraz solidnie wykonana obudowa z dobrym projektem sprawiła, że chodnik 9b został utrzymany w sposób niemal wzorowy, aż do samego skrzyżowania ściana–chodnik, gdzie naroża ociosu węglowego pozostawały nienaruszone (rys. 11). Duży wpływ na brak rozwarstwień stropu i obciążenie obudowy podporowej miało dodatkowe zastosowanie wykładki mechanicznej (rys. 12). Choć warunki do zaprojektowania wyrobiska były tu najlepsze, umiejętny dobór obudowy spowodował najbardziej komfortowe warunki pracy dla załogi w całym wyrobisku, nawet w bezpośrednim sąsiedztwie przecinki ścianowej.



Rys. 7. Ogólny widok chodnika PW-1 przed ścianą – odcinek badawczy II, widoczny zniszczony strop

Fig. 7. The general view of maingate PW-1 before the longwall face – testing section II, the roof rock breakage

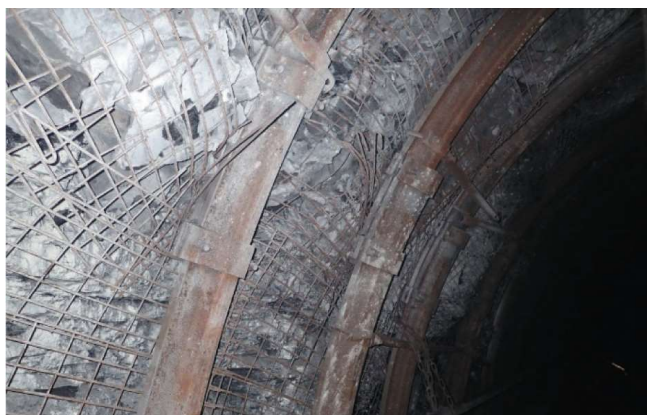


Rys. 8. Zdjęcie chodnika PW-1 za skrzyżowaniem ze ścianą – odcinek badawczy I z wykorzystaniem kotew strunowych

Fig. 8. Maingate PW-1 behind the longwall face – testing section I with strand bolts and hoisting joists



Rys. 9. Zdjęcie chodnika 25a – odcinek badawczy II – obudowa podporowa z podciąganiem stalowym niekotwionym
Fig. 9. The general view of maingate 25a – testing section II – standing support with hoisting joist



Rys. 10. Zdjęcie chodnika 25a – odcinek badawczy I – tylko obudowa podporowa – rozgniatany ocios po stronie filara węglowego
Fig. 10. The general view of maingate 25a – testing section I – only standing yielding support – the crushed coal in the sidewall with the left pillar



Rys. 11. Widok skrzyżowania ściana-chodnik, niewykruszony ocios przy wypiętych czterech łukach ociosowych – odcinek badawczy II
Fig. 11. The cross-cut with maingate 9b – testing section II – the intact rock in the sidewall despite dismantled four side arches



Rys. 12. Zdjęcie chodnika 9b – odcinek badawczy II z wykładką mechaniczną, idealny stan stropu
Fig. 12. The general view of maingate 9b – testing section II with bullflex bags, perfect state of the roof

7. Wnioski

- Dla prawidłowego i bezpiecznego zaprojektowania oraz utrzymania wyrobiska korytarzowego powinien być prowadzony czterostopniowy cykl postępowania, w którym należy wykonać:
 - ocenę jakości górotworu – warunków geologiczno-inżynierskich w rejonie danego wyrobiska;
 - ocenę zachowania stateczności i funkcjonalności wyrobiska wobec zaproponowanej obudowy oraz przy planowanej zmianie sytuacji górniczej, np. oddziaływanie innych wyrobisk czy frontu ściany;
 - weryfikacja możliwości utrzymania wyrobiska i pracy dobranej obudowy poprzez ocenę stanu spękań w górotworze w trakcie jego drążenia i użytkowania;
 - bieżący monitoring pracy obudowy i górotworu.
- Dla przeprowadzenia ww. zadań można rekomendować ocenę jakości górotworu w systemie *RMR*, dwuwskaznikową ocenę skuteczności projektowania i utrzymania za pomocą wskaźników N_{sp} i N_{uf} oraz endoskopową ocenę jakości górotworu za pomocą wskaźnika *ERMF*.
- Korzystne warunki geomechaniczne i inżynierskie wokół wyrobiska nie są jednoznaczne z możliwością skutecznego zaprojektowania wyrobiska korytarzowego. Bardzo wiele zależy od czynników górniczych i technicznych wpływających na wyrobisko w całym cyklu funkcjonowania, a przede wszystkim od dobranej obudowy i jej nośności.
- Za pomocą klasy górotworu określanej w oparciu o wskaźnik *ERMF* można zweryfikować dobór obudowy, zarówno dla wyrobiska niepoddanego, jaki i poddanego wpływom ciśnienia eksploatacyjnego. Należy przy tym pamiętać, że rekomendacje dotyczące wzmocnień obudowy odnoszą się do minimalnych wymaganych działań mających zapewnić stateczność chodnika.
- Rzeczywisty stan górotworu i pracę obudowy można zweryfikować tylko prowadząc monitoring pod ziemią. W tym celu należy wykonywać pomiar konwergencji lub rozwarstwień stropu oraz kontrolę obciążeń obudowy.

Literatura

- BIENIAWSKI Z.T. 1989 - Engineering Rock Mass Classification. Wiley, New York, Chichester-Brisbane-Tokyo-Singapore.

- Hoek E. 2007 - Rock Engineering. Rocscience Inc. www.rocscience.com.
- HOEK E., KAISER P.K., BAWDEN W.F. 1995 - Support of Underground Excavations in Hard Rock. A.A. Balkema, Rotterdam/Brookfield.
- MAJCHERCZYK, T., MAŁKOWSKI, P., NIEDBALSKI, Z. 2005 - Describing quality of rocks around underground headings: Endoscopic observations of fractures. Proceedings of the International Symposium of the International Society for Rock Mechanics, Eurock 2005, s. 355–360.
- MAJCHERCZYK T., MAŁKOWSKI P., NIEDBALSKI Z. 2006 - Ruchy górotworu i reakcje obudowy w procesie niszczenia skał wokół wyrobisk korytarzowych na podstawie badań „in situ”. Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica w Krakowie. Wydział Górnictwa i Geoinżynierii. Katedra Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki, Kraków.
- MAJCHERCZYK T., MAŁKOWSKI P., NIEDBALSKI Z. 2012 - Ocena schematów obudowy i skuteczności projektowania wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego. AGH Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, Kraków.
- MAŁKOWSKI P. 2003 - Badania endoskopowe dla określania jakości skał. Kwartalnik AGH seria Górnictwo, nr 3-4, s. 419-425.
- MAŁKOWSKI P. 2009 - Porównanie zmodyfikowanego endoskopowego wskaźnika jakości górotworu z parametrami rdzenia wiertniczego. „Przegląd Górniczy” nr 7-8, s. 38-45.
- MAŁKOWSKI P. 2013 - Rola stref spękań w ocenie stateczności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla. Wydawnictwa AGH, Kraków.
- MAŁKOWSKI P. 2016 - Endoscopic Rock Mass Factor (ERMF) – a new rock mass classification, International Conference of Mining and Clean Coal Technology, Kraków.
- MAŁKOWSKI P., NIEDBALSKI Z., MAJCHERCZYK T. 2016 - Wskaźnik skuteczności projektowania wyrobisk korytarzowych. „Przegląd Górniczy” nr 3, s. 1–7.
- MAŁKOWSKI P., NIEDBALSKI Z., BEDNAREK Ł., PYTLIK M., FRYMARKIEWICZ A., FILIPOWICZ K. 2021 - Automatyczny system monitoringu stateczności wyrobisk korytarzowych. „Przegląd Górniczy” nr 7–9, s. 9–23.
- MARK C, MOLINDA GM, DEBASIS D. 2001 - Using the coal mine roof rating (CMRR) to assess roof stability in U.S. coal mines. J Mine Met Fuel. Nr 7-8, s. 14–321.
- NIEDBALSKI Z. 2014 - Prognoza utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego. Seria: Rozprawy, Monografie, AGH Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, Kraków.
- NIEDBALSKI Z., MAJCHERCZYK T., MAŁKOWSKI P. 2016 - Wskaźnik utrzymania funkcjonalności wyrobisk korytarzowych – przykłady zastosowania. „Przegląd Górniczy” nr 4, s. 31–37.
- STILLE H., PALMSTRÖM A. 2003 - Classification as a tool in rock engineering. Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 18, s. 331–345.

Artykuł wpłynął do redakcji w sierpniu 2022 r.
Artykuł zaakceptowano do druku 2.11. 2022 r.

Piotr Małkowski dr hab. inż. profesor uczelni (AGH), zajmujący się zagadnieniami geomechaniki górniczej. Jego badania dotyczą mechaniki skał i górotworu, oceny jakości górotworu, współpracy obudowy wyrobisk górniczych z ośrodkiem skalnym, monitoringu stateczności podziemnych wyrobisk górniczych oraz prognozowania zjawisk dynamicznych w górnictwie węgla kamiennego. Jest Rzecznikiem WUG ds. ruchu zakładu górniczego w trzech kategoriach. Członek Międzynarodowego Towarzystwa Mechaniki Skał, Międzynarodowego Komitetu Geotechniki i Polskiego Komitetu Normalizacyjnego.

Zbigniew Niedbalski dr hab. inż. profesor uczelni (AGH), Wydział Inżynierii Ładowej i Gospodarki Zasobami, Katedra Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki. W ramach działalności naukowej zajmuje się zagadnieniami związanymi z własnościami masywu skalnego, projektowaniem i oceną stateczności wyrobisk podziemnych oraz zagrożeniami geomechanicznymi występującymi w kopalniach węgla kamiennego. Rzecznik WUG ds. ruchu zakładu górniczego w trzech kategoriach.

ICI JOURNALS MASTER LIST

Dear Sir/Madam,

We would like to kindly inform you that the journal „Przegląd Górniczy (ISSN: 0033-216X)” has passed the evaluation process positively and is indexed in the ICI Journals Master List database for 2021. From now on, the Editorial Staff and Publisher may use this information in their external communication.

Based on the information submitted in the evaluation and the analysis of the issues of the journal from 2021, Index Copernicus Experts calculated your Index Copernicus Value (ICV) for 2021.

ICV 2021 = 73.68

The ICV for 2021 is visible on the full list of indexed journals at ICI Journals Master List 2021 <https://journals.indexcopernicus.com/search/formjml> and in Journal's Passport <https://journals.indexcopernicus.com/search/details?id=28377&lang=pl>

At the same time, we kindly encourage you to take advantage of the additional indexation possibilities:

Detailed Report

Which present the details of the assessment in the form of individual criteria and their groups along with the obtained point values, which allows the analysis of the awarded score, as well as identification of individual elements that the Editors can correct by introducing minor modifications in the publishing activity.

Certificate

Certificate confirming the indexation of the journal. It is prepared for a specific journal, contains its ISSN number, title and year of indexation. The certificate is made in a glass frame and is marked with the visual identification of the ICI Journals Master List.

Index Copernicus Logotype

Annual license for the use of the Index Copernicus Logo, which editors can use in print and electronic editions. Placing the Logotype indicates that the journal is currently indexed on the international list of scientific journals ICI Journals Master List, which helps to build the journal's brand, increases its prestige, and supports its promotion.

We encourage you to place your order by phone or online using the ICI World of Journals service. To find out more and get more details, please contact us by phone +48 22 487 53 93 or e-mail: evaluation@indexcopernicus.com.

Best regards,

Scientific Journals Evaluation Team

Index Copernicus International

www.indexcopernicus.com