

Analiza utrzymania stateczności wyrobisk korytarzowych w długim okresie

Analysis of maintaining the stability of dog headings in the long-term



*Prof. dr hab. inż. Tadeusz Majcherczyk**



*Dr hab. inż. Piotr Malkowski**



*Prof. AGH, dr inż. Zbigniew Niedbalski**

Treść: W artykule przedstawiono przykłady obserwacji wyrobisk korytarzowych wykonywanych w górotworze karbońskim w różnych warunkach stropowych, dla których testowano różne schematy obudowy. Obserwacje takie wykonywano nawet przez okres kilku lat. Wykonywane pomiary pozwoliły na ocenę intensywności ruchów górotworu wokół wyrobiska, a także na oszacowanie granicznego czasu intensywnych przemieszczeń skał wokół niego. Na podstawie pomiarów można wskazać pewne warunki naturalne i techniczne, które sprzyjają utracie stateczności wyrobiska oraz ocenić skuteczność wybranych schematów obudowy dla przeciwdziałania zagrożeniu zawałowemu w warunkach górotworu karbońskiego.

Abstract: This paper presents the examples of observations of dog headings driven in Carboniferous rock mass in different roof conditions for which different schemes of housing were tested. Such observations were performed during a period of up to several years. The measurements allowed to evaluate the intensity of rock mass movements in the surroundings of a dog heading as well as to estimate the boundary time of the intense rock movements around it. The measurements allow to indicate certain natural and technical conditions which favour the loss of the stability of a dog heading as well as to assess the efficiency of the selected housing schemes in order to meet the threat of caving in the conditions of Carboniferous rock mass.

Słowa kluczowe:

stateczność wyrobisk korytarzowych, monitoring wyrobisk górniczych, skuteczność schematów obudowy

Key words:

stability of dog headings, observations of mining excavations, efficiency of housing schemes

1. Wprowadzenie

Zmienna budowa geologiczna i zróżnicowane własności fizyko-mechaniczne górotworu karbońskiego powodują, że warunki stropowe na długości drażonego wyrobiska korytarzowego znacznie się zmieniają i utrudniają dobór obudowy [2, 1, 6].

Obudowa wyrobisk korytarzowych stosowana w kopalniach węgla to najczęściej stalowa obudowa podporowa podat-

na, wraz z elementami wzmacniającymi oraz kotwami. Przy dużych naprężeniach pierwotnych zasadniczym problemem staje się zapewnienie przestrzennej stabilizacji odrzwi [4]. Elementy obudowy mają zatem coraz częściej podwyższone parametry mechaniczne, co daje także pozytywne efekty w przypadku występowania dodatkowych obciążeń dynamicznych [16]. Ze względu na korozję obudowy, szczególnie w wyrobiskach kapitalnych, jest ona dodatkowo zabezpieczana torkretem [18]. Nowoczesne schematy obudowy dla wyrobisk korytarzowych mają na celu [8]:

- zmniejszenie zasięgu strefy spękań, czyli zmniejszenie obciążenia działającego na obudowę,

* AGH w Krakowie.

- zabezpieczenie spągu wyrobiska, często w połączeniu z istniejącą obudową lub wzmocnieniem warstw spągowych,
- optymalne wykorzystanie nośności zaprojektowanej obudowy, szczególnie w przypadku mocnych skał stropowych,
- utrzymanie wyrobisk przyścianowych, w szczególności za frontem ściany.

Obecnie stosuje się kilkanaście różnych schematów obudowy, których wybór jest silnie związany z głębokością zalegania [10]. Wśród stosowanych rozwiązań zdecydowanie przeważa obudowa podporowo-kotwowa, jednak jej połączenie realizowane jest w kilkunastu wariantach, w zależności od warunków stropowych i czasu utrzymania wyrobiska [22]. Najczęściej wykonywanymi schematami obudowy wyrobisk korytarzowych, uznawanymi jednocześnie za najbardziej skuteczne, są [10]:

- podporowa z przykotwioną stropnicą za pomocą podciągów,
- podporowo-kotwowa z kotwieniem pomiędzy łukami,
- podporowa z przykotwioną stropnicą.

W niniejszym artykule przedstawiono ocenę stateczności wybranych wyrobisk korytarzowych, w których zastosowano różne schematy obudowy podporowo-kotwowej oraz samodzielnej obudowy kotwowej. Uwzględniono przy tym układ warstw skalnych i ich właściwości. Ocenę stateczności wykonano na podstawie pomiarów konwergencji realizowanych w oparciu o repery i przemieszczeń stropu rejestrowanych za pomocą rozwarstwieniomierzy oraz sondy ekstensometrycznej. Wyrobiska były monitorowane przez okres od 477 do 1446 dni.

2. Ocena stateczności wyrobisk

2.1. Wyrobisko z obudową podporową z przykotwioną stropnicą za pomocą podciągów – chodnik B-7

2.1.1. Warunki geologiczno-górnice

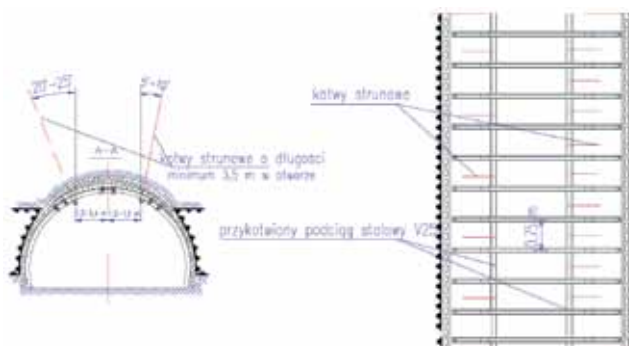
Chodnik B-7 był chodnikiem przyścianowym znajdującym się na głębokości około 820 m w pokładzie 403/3 [9]. Miąższość pokładu węgla w przekroju wyrobiska wynosiła od 1,42 do 1,81 m. Nachylenie pokładu dochodziło maksymalnie do 50 w kierunku N. W stropie pokładu zalegały grube warstwy piaskowca drobno- i średnioziarnistego. Jego wytrzymałość na ściskanie określona laboratoryjnie wynosiła około 71 MPa, a określona penetrometrycznie 58÷64 MPa. Wytrzymałość na rozciąganie osiągała wartości 6,4÷8,1 MPa. Wskaźnik *RQD* warstw stropowych wynosił 10,9%. W spągu pokładu występowały łupki ilaste o grubości do około 1,25 m, poniżej łupki piaszczyste o grubości 2,0÷2,2 m, piaskowiec o grubości około 4,5 m, a poniżej łupki ilaste i piaszczyste.

Nad przedmiotowym chodnikiem w rejonie wyznaczonego odcinka pomiarowego występowała wiązka krawędzi pokładów, o odległości pionowej 12÷19, 55 i 90 m. Analizowany rejon zaliczono do I stopnia zagrożenia wodnego, IV kategorii zagrożenia metanowego oraz klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

Na badanym odcinku chodnika B-7, stosowano stalową obudowę łukową podatną (LP). Odrzwia obudowy o wielkości 10, wykonane były z kształtownika V29 i budowane w rozstawie 0,75 m. Obudowę LP wzmocniono podciągami stalowymi V25 przykotwionymi do stropu za pomocą kotew strunowych o długości całkowitej 4,0 m (rys. 1).

2.1.2. Analiza wyników pomiarów

W chodniku B-7 prowadzono pomiary konwergencji pionowej i poziomej, przemieszczeń stropu za pomocą sondy ekstensometrycznej oraz badania endoskopowe. Na rysunkach



Rys. 1. Obudowa w chodniku B-7 pokład 403/3 na odcinku badawczym

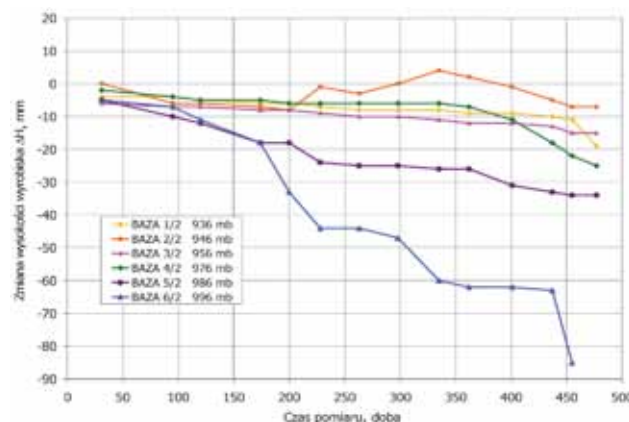
Fig. 1. Housing in heading B-7, seam 403/3 on the exploratory length

2 i 3 przedstawiono wyniki pomiarów konwergencji prowadzonych przez okres 477 dni.

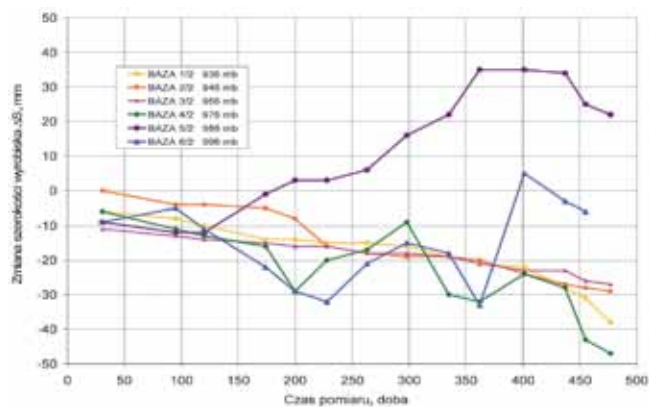
W 455 dniu badań baza nr 6 (kolor niebieski) znalazła się w odległości 149 m od frontu ściany i wartości konwergencji pionowej zaczęły wzrastać. Generalnie konwergencja pozioma w analizowanym okresie wynosiła od -42 do +36 mm (rys. 3), natomiast konwergencja pionowa od -63 do +3 mm (rys. 2). Obserwowano więc zarówno zmniejszanie, jak i zwiększanie się wymiarów poziomych i pionowych chodnika. Analizując wyniki obserwacji można zauważyć stały ruch warstw górotworu wokół wyrobiska. Ruch ten zaczął się nasilać po około 350 dniach od chwili wydrążenia wyrobiska, co mogło być spowodowane wpływem przesuwającej się eksploatacji w kierunku baz pomiarowych. Tak więc przez okres 455 dni od wydrążenia chodnika nie ustabilizował się wtórny stan równowagi wokół wyrobiska, pomimo schematu obudowy o wysokiej nośności i w miarę jednorodnych skał stropowych (ok. 10 m piaskowców drobno- i średnioziarnistych).

Ruch skał stropowych obserwowany sondą ekstensometryczną (rys. 4) do wysokości 4,0 m od konturu wyrobiska ustabilizował się do 380 dnia po wydrążeniu chodnika. Następował on zarówno w kierunku do, jak i od wyrobiska. Największe ruchy obserwowano na odcinku 0÷0,8 m. Wynika z tego, że ruch mas skalnych wokół chodnika B-7 związany był ze sprężystym uginaniem się piaskowców – ich kompaktacją i odprężaniem się.

Powyższy wniosek potwierdzają także badania endoskopowe, wykonane w otworze zlokalizowanym pośrodku odcinka pomiarowego, podczas których bezpośrednio po wydrążeniu chodnika zaobserwowano dwa pęknięcia, a po



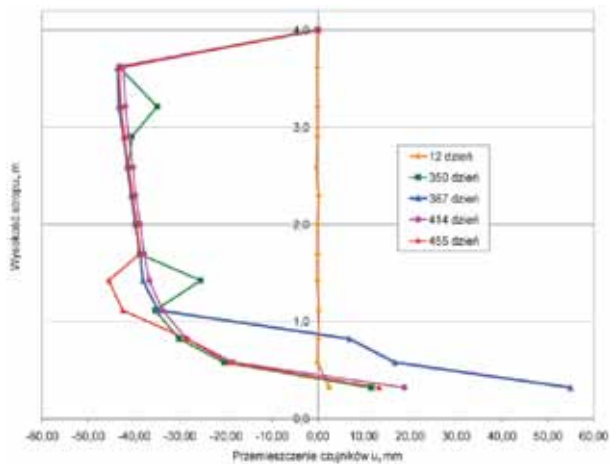
Rys. 2. Zmiana wysokości chodnika B-7 na odcinku pomiarowym
Fig. 2. Change in the height of heading B-7 on the measuring length



Rys. 3. Zmiana szerokości chodnika B-7 na odcinku pomiarowym

Fig. 3. Change in the width of heading B-7 on the measuring length

5 i 18 miesiącach – trzy, przy czym wysokość strefy spękań zwiększyła się z 0,8 do 1,4 m.



Rys. 4. Ruch skał stropowych monitorowany sondą ekstensometryczną

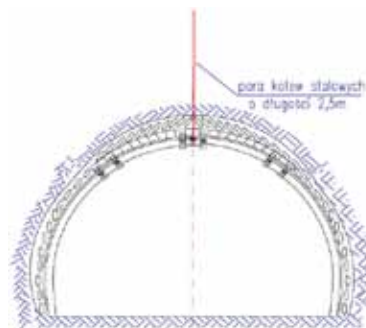
Fig. 4. Movement of caprocks controlled by a strain gauge

2.2. Wyrobisko z przykotwioną obudową ŁP – pochylnia zachodnia, pokład 358/1

2.2.1. Warunki geologiczno-górnice

Pochylnia zachodnia wydrążona była w pokładzie 358/1 na głębokości około 900 m. Miąższość pokładu węgla na wybiegu wyrobiska wynosiła 1,0÷1,30 m, a nachylenie pokładu w tym rejonie wahało się od 30 do 70 w kierunku południowo-zachodnim. W stopnie bezpośrednim pokładu w pochylni zachodniej zalegał łupek ilasty o miąższości do około 2,0 m. Powyżej występowały naprzemiennie warstwy łupku piaszczystego oraz piaskowca. Wytrzymałość na ściskanie skał stropowych określona laboratoryjnie na próbkach w zależności od warstwy litologicznej zmieniała się w granicach 70÷95 MPa, a wytrzymałość na rozciąganie wynosiła 5,6÷5,8 MPa. Wskaźnik *RQD* na analizowanym odcinku miał wartość 66,0 %. W spągu pokładu 358/1 zalegało: 0,4 m łupku węglowego, 5,6 m łupku ilastego z łupkiem piaszczystym, 0,8 m węgla pokładu 358/2. Poniżej występował łupek ilasty z przewarstwieniami łupku piaszczystego.

Na długości pochylni zachodniej nie stwierdzono zaburzeń tektonicznych. W rozpatrywanym rejonie nie występował wpływ krawędzi pokładów sąsiednich, a eksploatacja w pokładzie oddalona była minimum o 100 m. Rejon w otoczeniu pochylni zachodniej pokładzie 358/1 zaliczono do I stopnia zagrożenia wodnego, IV kategorii zagrożenia metanowego oraz klasy B zagrożenia pyłowego. W analizowanym wyrobisku zastosowano obudowę podporowa ŁP9/V29 przy rozstawie odrzwi 1,0 m ze stropnicą przykotwioną w strzałce jedną parą kotew o długości całkowitej 2,5 m (rys. 5).



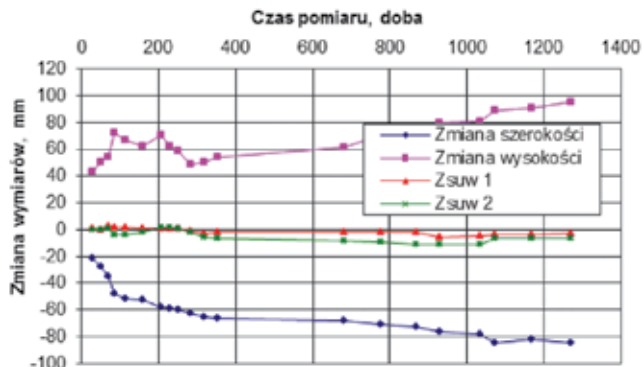
Rys. 5. Schemat obudowy w pochylni zachodniej pokład 358/1

Fig. 5. Scheme of housing in the west inclined drift, seam 358/1

Na odcinku badawczym zabudowano 6 stanowisk do pomiaru konwergencji oraz dwa stanowiska do pomiaru rozwarstwień. Okres pomiarów wynosił niemal 42 miesiące, tj. przeszło 3,5 roku. Dodatkowo prowadzono także pomiar zsuwów strzemion obudowy podporowej.

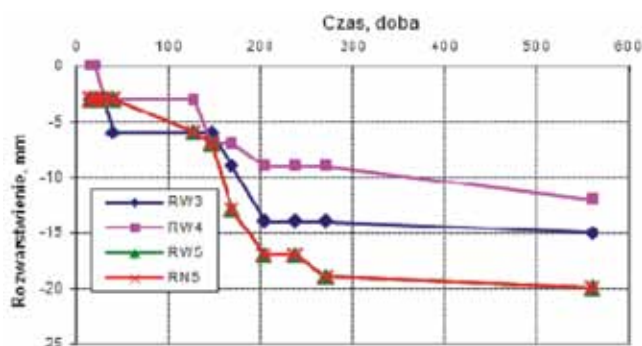
2.2.2. Analiza wyników pomiarów

Pomiary konwergencji wykazały, że średnia zmiana szerokości wyrobiska w całym okresie obserwacji wyniosła około -82 mm, przy czym po pierwszym roku przyrost był już niewielki i nie przekraczał -20 mm (rys. 6). W przypadku wysokości wyrobiska zanotowano jej okresowy przyrost, przy czym w okresie początkowych 3 miesięcy wyniósł on 75 mm, by po pewnym spadku uzyskać w końcowym okresie 95 mm. Przyrost wysokości mógł wynikać z okresowych prac związanych z pobierką spągu w dalszej części pochylni i odprężeniem warstw skalnych.



Rys. 6. Zmiana wymiarów pochylni zachodniej na I odcinku pomiarowym – stropnica wzmocniona jedną parą kotew stalowych w strzałce

Fig. 6. Changes in the dimensions of the west inclined drift on the measuring length I – roof-bar reinforced by a pair of steel anchors



Rys. 7. Rozwarstwienia w pochylni zachodniej na I odcinku pomiarowym – stropnica wzmocniona jedną parą kotew stalowych w strzałce

Fig. 7. Stratification in the west inclined drift on the measuring length I – roof-bar reinforced with a pair of steel anchors

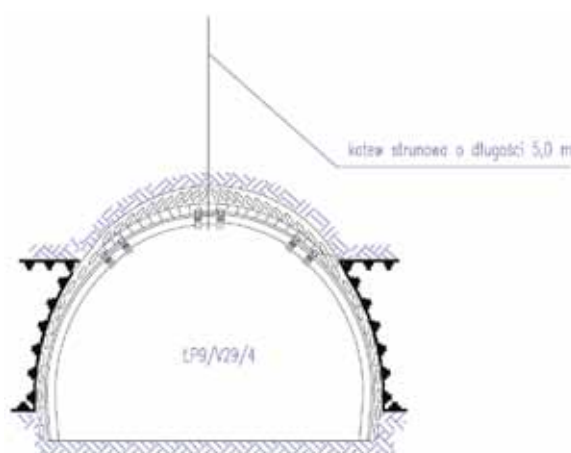
Notowane zsuwy odrzwi obudowy po obu stronach ociosu były porównywalne, a ich średnie wartości były niewielkie i nie przekraczały -11 mm. Można więc uznać, że zmiany wymiarów poprzecznych oraz wartości zsuwów obudowy ŁP w pochylni zachodniej, gdzie stropnica obudowy wzmocniona była parą kotew stalowych, były na niskim poziomie, bowiem, jak wykazują badania, mogą one sięgać nawet $500\div 600$ mm [9]. Największe zmiany obserwowano do 1 roku. Powyższe zachowanie obudowy znajduje także swoje odzwierciedlenie w pomiarach rozwarstwień skał stropowych (rys. 7), gdzie największe przyrosty rozwarstwień rejestrowane były w okresie 7–9 miesięcy, a ich wartości nie przekraczały -20 mm. Rozwarstwieniomierze niskie (RN) zabudowane były na wysokości 3,0 m, natomiast rozwarstwieniomierze wysokie (RW) zabudowane były na wysokości 5,5 m. Pomiar rozwarstwień odbywał się więc w pakiecie skał stropowych odpowiednio $0\div 3,0$ m oraz $0\div 5,5$ m.

2.3. Wyrobisko z kotwieniem pomiędzy odrzwiami obudowy ŁP – chodnik nadścianowy 2-Z1, Z2, pokład 510/2 ld

2.3.1. Warunki geologiczno-górniczne

Chodnik nadścianowy 2-Z1, Z2 wykonano w pokładzie o miąższości $1,5\div 2,2$ m i nachyleniu $5\div 150$ w kierunku północno-wschodnim i północnym [9]. Strop pokładu 510/2 ld wykształcony jest w postaci $30\div 40$ -metrowej warstwy piaskowca różnoziarnistego o średniej wytrzymałości laboratoryjnej na ściskanie $53\div 65$ MPa, a na rozciąganie $5,6\div 7,3$ MPa, natomiast w stropie bezpośrednim zalega łupek ilasty o $R_c = 49\div 71$ MPa i $R_t = 5,4$ MPa. Wskaźnik RQD w otworach badawczych wyniósł 19,3 i 51,5%. Miejscami w stropie bezpośrednim występuje warstwa łupku piaszczystego bądź ilastego o miąższości do 0,5 m. Powyżej piaskowca występuje kilkumetrowa warstwa łupku ilastego oraz pokład 510/1 o miąższości około 4,0 m. W spągu pokładu występują łupki piaszczyste oraz łupki ilaste. W chodniku nadścianowym 2-Z1, Z2 w pokładzie 510/2 ld zastosowano obudowę ŁP9/V29/4 przy rozstawie odrzwi 1,0 m. Dodatkowo wzmocniono strop co drugie odrzwia obudowy ŁP jedną kotwą strunową o długości całkowitej 5,0 m (rys. 8).

W chodniku nadścianowym 2-Z1, Z2 do pomiaru konwergencji wykonano 5 baz pomiarowych. Bazy do pomiaru konwergencji zabudowane zostały w okresie około $1,5\div 2,0$ miesięcy od wykonania analizowanego odcinka wyrobiska. Po około 20 miesiącach od zabudowania stanowisk do pomiaru konwergencji rozpoczęto eksploatację ściany 2-Z2 wzdłuż przedmiotowego chodnika.

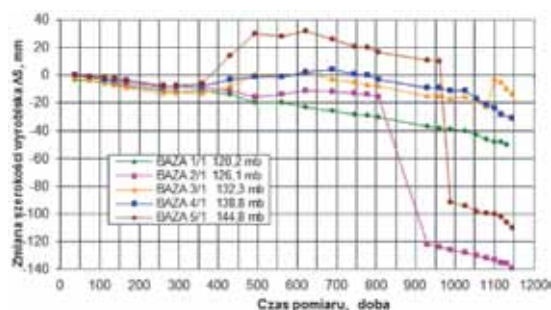


Rys. 8. Schemat obudowy w chodniku nadścianowym 2-Z1, Z2, pokład 510/2 ld

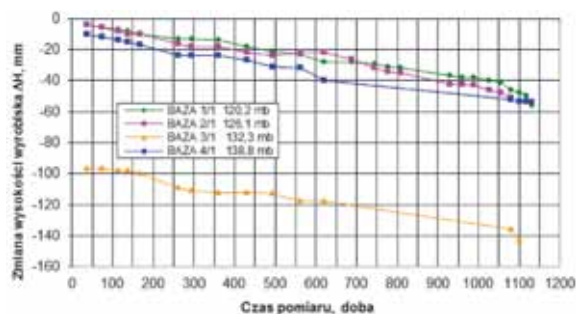
Fig. 8. Scheme of housing in top gate 2-Z1, Z2, seam 510/2 ld

2.3.2. Analiza wyników pomiarów

Wyniki pomiarów zmian szerokości i wysokości chodnika nadścianowego Z2 przedstawiono na rysunkach 9 i 10. Analiza zmian wymiarów poprzecznych chodnika nadścianowego 2-Z1, Z2 wskazuje, że w ciągu pierwszych dwóch lat od prowadzenia pomiarów, czyli do czasu rozpoczęcia eksploatacji, wartości konwergencji zmieniają się w niewielkim zakresie. Zmiany szerokości wynosiły od -20 do $+30$ mm (rys. 9), natomiast zmiany wysokości od -120 do -30 mm (rys. 10). Na bazie 3/1, na której zanotowano największą wartość konwergencji pionowej, już podczas pierwszego pomiaru uzyskano wartość zmniejszenia wysokości wyrobiska około 100 mm. Wobec takiego samego charakteru dalszego przebiegu konwergencji, jak na pozostałych bazach wskazuje to na lokalne ugięcie warstw stropowych po wykonaniu wyrobiska.



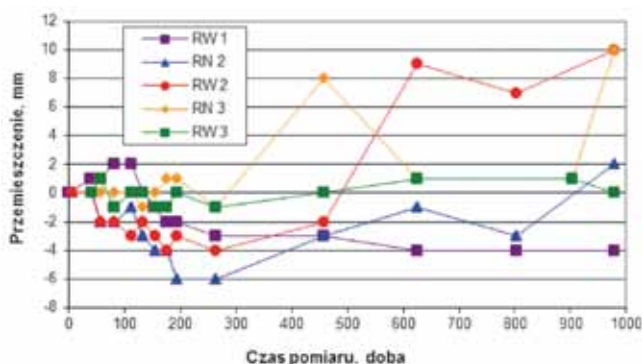
Rys. 9. Zmiana szerokości chodnika nadścianowego 2-Z1, Z2
Fig. 9. Change of the width of top gate 2-Z1, Z2



Rys. 10. Zmiana wysokości chodnika nadścianowego 2-Z1, Z2
Fig. 10. Change in the height of top gate 2-Z1, Z2

Po około 600 dobach od rozpoczęcia pomiarów uruchomiono eksploatację pokładu 510/2 1d ścianą 2-Z2. W trakcie prowadzenia ściany obserwowano dalsze zmniejszanie się gabarytów wyrobiska. Ze względu na brak bezpośrednio oddziaływania frontu ściany na analizowane punkty pomiarowe zmiany zachodziły w sposób stabilny. Jedynie w przypadku zmian szerokości na dwóch bazach pomiarowych zarejestrowano skokowe zmniejszenie wymiarów wyrobiska o około -100 mm. W przypadku pozostałych baz pomiarowych, zmiany szerokości, jak i wysokości zachodziły niemalże prostoliniowo.

Zmiany rozwarstwień skał stropowych mierzone za pomocą rozwarstwieniomyczy linkowych o długości 3,0 m (RN) i 5,5 m (RW) prowadzone były przez okres 978 dni, czyli ponad 2,5 roku (rys. 11). Można zauważyć, że w tym okresie są one minimalne i wahają się od -6 do 10 mm. Przebieg zmian położenia kotwiczek rozwarstwieniomyczy pokazuje więc, że warstwy stropowe ulegają rozwarstwieniom lub niewielkiej kompaktacji. Generalnie można stwierdzić, że wykonane pomiary rozwarstwień nie wykazują istotnych zmian w warstwach stropowych wyrobisk, gdzie pomiar rozwarstwień odbywał się w pakiecie skał stropowych 0÷3,0 m (rozwarstwieniomycz RN) oraz 0÷5,5 m (rozwarstwieniomycz RW).



Rys. 11. Przebieg rozwarstwień w chodniku nadścianowym 2 Z1,Z2

Fig. 11. Run of stratifications in top gate 2-Z1, Z2

2.4. Wyrobisko w samodzielnej obudowie kotwowej – chodnik pośredni E1

2.4.1. Warunki geologiczno-górniczne

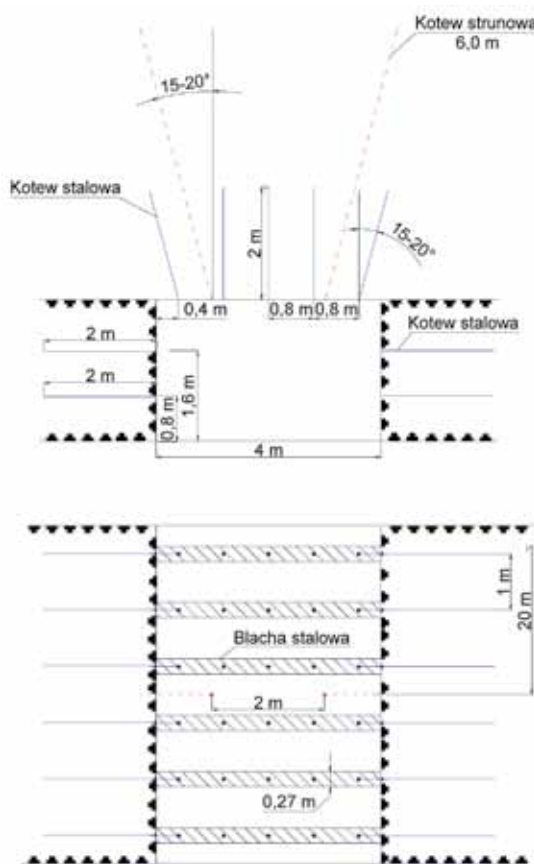
Chodnik pośredni E1 w pokładzie 703/1 zalega na głębokości około 1050 m. Miąższość pokładu w rejonie chodnika wynosi 2,30 m. Nachylenie pokładu wynosi około 60 zwykle w kierunku SEE.

Strop bezpośredni pokładu 703/1 w partii E1 stanowi warstwa łupku ilastego lokalnie zapiaszczonego o miąższości ponad 8 m. Jego wytrzymałość na ściskanie wynosi około 56 MPa, a na rozciąganie – 6,5 MPa. Według badań penetrometrycznych, wytrzymałość na ściskanie wyniosła 43,36 MPa. Wskaźnik podzielnosci skał łupkowych wyniósł 24,2%. Powyżej łupku ilastego zalega warstwa piaskowca drobnoziarnistego o miąższości około 14 m, a następnie naprzemianległy pakiet warstw łupku piaszczystego i piaskowca. W spągu pokładu 703/1 zalega łupek ilasty lub piaszczysty o miąższości od 2 do 4 m, pod którym zalega pozabilansowy pokład 704 o miąższości około 0,6 m. Poniżej zalega łupek piaszczysty i piaskowiec o łącznej miąższości około 8 m.

Pokład 703/1 w rejonie chodnika pośredniego E1 zaliczono do I stopnia zagrożenia wodnego, klasy B zagrożenia

pyłowego, III stopnia zagrożenia tapaniami. Wyrobisko znajdowało się w sąsiedztwie filara szybowego, a w jego rejonie nie prowadzono eksploatacji.

Chodnik wykonano w samodzielnej obudowie kotwowej (rys. 12). Wysokość chodnika wynosiła 2,5 m (±0,2 m), a jego szerokość – 4,0 m (±0,2 m). W stropie zastosowano pięć kotew stalowych, w ociosie – po dwie kotwy o długości 2,2 m (przy długości kotwi w otworze 2,0 m), wklejane na całej długości. Krok obudowy kotwowej wynosił 1,0 m. Dla zapewnienia pełnej stateczności chodnika pośredniego E1 w warunkach III stopnia zagrożenia tapaniami obudowę co 20 m wzmocniono dwoma kotwiami linowymi o długości 6,0 m, symetrycznie względem wyrobiska, w odległości 2,0 m od siebie. Nachylenie kotew wynosiło 20÷250 od płaszczyzny pionowej w kierunku ociosów.



Rys. 12. Schemat obudowy w chodniku pośrednim E1, pokład 703/1

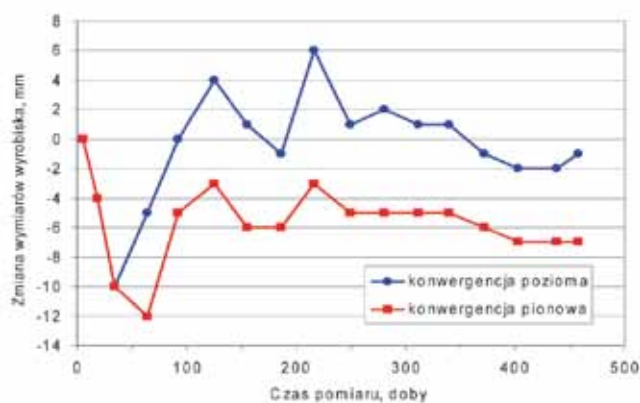
Fig. 12. Scheme of housing in sub-drift E1, seam 703/1

2.4.2. Analiza wyników pomiarów

Ze względu na zastosowanie samodzielnej obudowy kotwowej, kontrola stateczności objęła całe wyrobisko. Wykonywano pomiary rozwarstwień oraz pomiary konwergencji (rys. 13 i 14). Monitoring zmian wymiarów wyrobiska prowadzony był przez 453 dni, a pomiar rozwarstwień – przez okres 1446 dni.

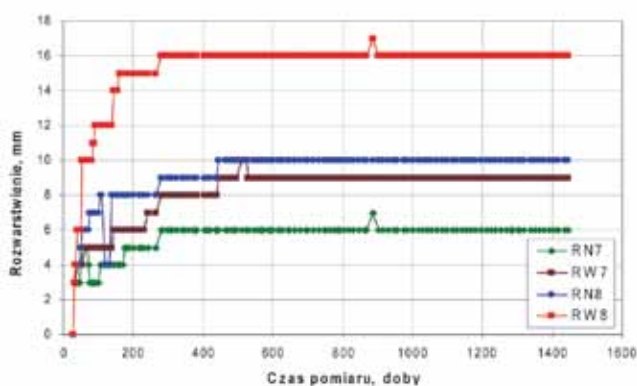
Zmiany wymiarów wyrobiska (rys. 13) pokazują, że w krótkim czasie po wykonaniu chodnika zarówno wysokość, jak i szerokość zaczęły maleć o -10(-12) mm, by po 40÷65 dniach zacząć wzrastać. Pomiary wykazują zwiększanie się wymiarów chodnika w okresie kolejnych 70 dni, czyli ponad dwóch miesięcy. Następnie wymiary wyrobiska malały i ostatecznie po 453 dniach pomiaru konwergencja pozioma wyniosła -1 mm, a pionowa -7 mm.

Badania rozwarstwień przedstawiono dla środkowego odcinka wyrobiska. Można zauważyć, że ustabilizowały się one po około 440 dniach od wydrążenia chodnika (rys. 14). Wynosiły one w przypadku rozwarstwień niskich 6–10 mm (pakiet skał stropowych na odcinku 0–2,5 m), a w przypadku rozwarstwień wysokich 9–16 mm (pakiet skał stropowych na odcinku 0–4,5 m).



Rys. 13. Zmiana wymiarów chodnika pośredniego E1

Fig. 13. Change in the dimensions of sub-drift E1



Rys. 14. Rozwarstwienia w stropie chodnika pośredniego E1

Fig. 14. Stratification in the roof of sub-drift E1

3. Porównanie wyników badań

Przedstawione wyniki badań stateczności wybranych wyrobisk pokazują, że nie występowały problemy z ich utrzymaniem. Pod względem ilościowym wielkość ruchów górotworu wokół wyrobisk była jednak zupełnie inna. W tabelicy 1 porównano wyniki monitoringu w analizowanych wyrobiskach przy założeniu tego samego czasu obserwacji od chwili ich wydrążenia. Jako okres porównawczy przyjęto 477 dni (ok. 16 miesięcy), który jednocześnie jest najkrótszym czasem prowadzonego monitoringu w chodniku B-7. Należy zauważyć, że do analizy porównawczej wybrano takie wyrobiska, które zalegały na dużej głębokości od 800 do 1050 m. W ich stropach występowały skały karbońskie o zbliżonej średniej wytrzymałości na ściskanie $R_c = 50\div 70$ MPa oraz wytrzymałości na rozciąganie $R_t = 5\div 7$ MPa.

Analizując wyniki pomiarów konwergencji można stwierdzić, że są one typowe dla rejonów eksploatacyjnych GZW [17, 15, 6, 9] lub rejonów LW „Bogdanka” [13], gdy skały mają wytrzymałość nie mniejszą niż 40–45 MPa. Zmiany

wymiarów pionowych wyrobisk wynoszą wtedy zwykle mniej niż 1,5 % wysokości wyrobiska, tj. poniżej 52–57 mm. Uzyskane wartości konwergencji są mniejsze od występujących przy tych samych głębokościach w rejonie kopalni „Bogdanka”, gdzie przy mniejszych wytrzymałościach skał o $R_c = 24\div 27$ MPa, zaciskanie wynosi 2–3% wysokości chodnika [20]. Spośród analizowanych przypadków największe deformacje wystąpiły wokół pochylni zachodniej, gdzie warunki stropowe były najkorzystniejsze (R_c stropu – 64–88 MPa, $R_{QD} = 66\%$), a na wyrobisko nie oddziaływały krawędzie eksploatacyjne. Jednocześnie najmniejszą konwergencję odnotowano w chodniku pośrednim E1, gdzie zastosowano samodzielną obudowę kotwową. W jego stropie odnotowano także najmniejsze rozwarstwienia.

Powyższe obserwacje potwierdzają doświadczenia światowe. W Hiszpanii w wyrobiskach z obudową podporową, pomimo wytrzymałości łupków piaszczystych i piaszczystych sięgających 119–149 MPa, konwergencja pionowa wyrobisk o wysokości 3,5 m dochodzi nawet do 95 cm, a pozioma (szerokość wyrobiska 4,5 m) do ponad 1 m, przy głębokości zalegania 550 m [21]. Wielkość deformacji stropu w kotwionych wyrobiskach węglowych w USA i Australii mierzona sondami ekstensometrycznymi bezpośrednio na konturze wyrobiska może sięgać 50–80 mm (chodnik B-7 – 56 mm), lecz na odcinku 2–3 m, co odpowiada zwykle rozwarstwieniomierzowi niskiemu, wynosi około 8–20 mm, a na odcinku 4–6 m, co odpowiada zwykle rozwarstwieniomierzowi wysokiemu, wynosi około 5–15 mm [19, 5, 14]. Z badań wynika, że wielkość przemieszczeń stropu zależy między innymi od długości skotwionego pakietu skał.

Biorąc pod uwagę uwarstwienie stropów wszystkich wyrobisk można zauważyć, że najmniej uwarstwiony występował wokół chodnika pośredniego E1 (1 warstwa), a najbardziej wokół pochylni zachodniej (7 warstw). Również dość jednorodny strop występował nad chodnikiem B-7, lecz ujawniały się tu wpływy krawędzi eksploatacyjnych wyżej wybranych pokładów. W stropie chodnika nadścianowego 2 Ż1, Ż2 (6 warstw) rozwarstwienia były najmniejsze, lecz zastosowano w nim najdłuższe kotwy spośród analizowanych wyrobisk, o długości 5,0 m. Można zatem wnioskować, że jednorodny charakter skał stropowych lub też spięcie kilku warstw o dużej miąższości powoduje obniżenie tendencji do rozwarstwiania się stropu, a konwergencja wyrobisk jest mniejsza [12].

Obserwując zmiany wymiarów wyrobiska i występujące rozwarstwienia w stropie nawet przez okres 1446 dni (4 lata) można stwierdzić, że ich intensywność w czasie się zmniejsza, lecz zachodzą one przez cały okres pomiarowy.

4. Wnioski

Stosowane obecnie rozwiązania konstrukcyjne obudowy w wyrobiskach korytarzowych w kopalniach węgla skutecznie zapewniają ich stateczność na dużych głębokościach. Jak wykazują badania, samodzielna obudowa kotwowa może być równie skuteczna, jak obudowa o wysokiej nośności i skomplikowanej konstrukcji, np. podporowa z dwoma podciągami stalowymi przykotwionymi kotwami strunowymi. Czynnikiem, który w znaczący sposób wpływa na ruch górotworu wokół wyrobiska jest jego uwarstwienie. Powoduje ono odpajanie się skał na kontakcie zmian litologicznych, zwiększone rozwarstwienia i dużą konwergencję wyrobiska. Pod względem ilościowym różnice w ruchach górotworu między stropem jednorodnym a uwarstwowym mogą być kilkunastokrotne lub nawet większe.

Następnie należy zwrócić uwagę na konstrukcję obudowy, a w szczególności na stosowanie długich kotew linowych lub

Tablica 1. Charakterystyka badanych wyrobisk oraz zestawienie wyników pomiarów
Table 1. Characteristics of the tested dog headings and a summary of the measurements results

Wyrobisko	Chodnik B-7	Pochylnia zachodnia	Chodnik nadśc. 2 Z1, Z2	Chodnik pośredni E1
Rodzaj obudowy	podporowa z przykotwionymi dwoma podciągami stalowymi za pomocą kotew strunowych	podporowo-kotwowa z przykotwieniem stropnicy jedną lub dwoma parami kotew	podporowo-kotwowa z kotwieniem pomiędzy łukami	samodzielna kotwowa
Rozstaw obudowy d, m	0,75	1,0	1,0	1,0
Rodzaj skał stropowych	piaskowiec drobn- i średnioziarnisty	łupek ilasty, lupek piaszczysty piaskowiec drobnz.	łupek ilasty, piaskowiec grubo i średnioziarnisty	łupek ilasty zapiaszczony
Liczba warstw w stropie	2	7	6	1
Średnia wytrzymałość laboratoryjna skał stropowych na ściskanie Rclab, MPa	71	64–88	50–54	56
Średnia wytrzymałość laboratoryjna skał stropowych na rozciąganie Rr, MPa	6,4–8,1	4,4–7,3	5,4–5,7	6,5
Średnia wytrzymałość penetrometryczna skał stropowych na ściskanie Rcpem, MPa	58–64	43–56	20–52	43,3
Podzielność pakietu skał stropowych RQD, %	10,9	66,0	19,3	24,2
Głębokość zalegania H, m	820	900	800	1050
Oddziaływanie krawędzi	tak	nie	tak	Nie
Maksymalna konwergencja pozioma ux, mm	-21	-67	-1	-10 / +6
Maksymalna konwergencja pionowa uy, mm	-31	+57	-63	-12
Maks. rozwarstwienie niskie RN, mm	-21 / +15*	-17	-6	-8
Maks. rozwarstwienie wysokie RW, mm	-24 / +12*	-13	-4 / +2	-12

* na podstawie pomiarów ekstensometrycznych.

strunowych, które skutecznie mogą ograniczać rozwarstwianie się skał i konwergencję poziomą. Nie bez znaczenia jest także jakość wykonania obudowy [3].

W dalszej kolejności należy brać pod uwagę parametry wytrzymałościowe skał. Ich wysoka wytrzymałość na ściskanie nie gwarantuje braku istotnych zmian wymiarów wyrobiska. Spośród analizowanych parametrów najbardziej problematyczny w ocenie jest wskaźnik RQD. Według tego parametru, wysoka jakość masywu skalnego w żadnej mierze nie przekłada się na intensywność ruchów górotworu wokół wyrobiska. Wpływ na taki stan rzeczy może mieć technika wiercenia i transportu rdzeni wiertniczych, a niejednokrotnie wartości wskaźnika RQD nie potwierdzają endoskopowe obserwacje ścianek otworów.

Obserwacja zmian wymiarów poprzecznych wybranych wyrobisk pokazuje także, że nawet po 4 latach od wydrążenia wyrobiska nie zostaje ustalony wtórny stan równowagi w górotworze. Prowadzenie eksploatacji górniczej nawet w dalszej odległości od wyrobiska zawsze będzie skutkować ruchami masywu skalnego i powolnym zaciskaniem się chodnika. Można jednak uznać, że okres około 200÷220 dni od wydrążenia wyrobiska jest czasem najbardziej intensywnych ruchów górotworu w jego otoczeniu.

Literatura

- Bukowska M. (red.): Kompleksowa metoda oceny skłonności do tąpnięć górotworu w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym. Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2009.
- Chudek M.: Geomechanika z podstawami ochrony środowiska i powierzchni terenu. Wydaw. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2002.
- Duży S.: Nośność odrzwi stalowej obudowy podatnej z uwzględnieniem jakości ich wykonania. Przegląd Górniczy, nr 12, 2010. s. 50÷54.
- Głuch P.: Wpływ rozpór na stabilizację przestrzenną stalowej odrzwiowej obudowy podporowej. Budownictwo Górnicze i Tunelowe, nr 4, 1999 s. 23÷33.
- Hebblewhite B.K., Lu T.: Geomechanical behaviour of laminated, weak coal mine roof strata and the implications for a ground reinforcement strategy. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, nr 41, 2004 s. 147÷157.
- Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z.: Badania in situ dla oceny doboru obudowy wyrobisk korytarzowych. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej Szczyrk, 23–27 lutego 2004, s. 197÷205.
- Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z.: Monitoring stateczności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego. Ukraińsko-Polskie Forum Górnicze: Przemysł wydobywczy Ukrainy i Polski: aktualne problemy i perspektywy. Jałta, 13–19 września 2004, Nacional'nij Girmnij Universitet, Dnipropetrovs'k, 2004 s. 256÷269.
- Majcherczyk T., Małkowski P.: Strata control in underground tunnels – perspectives for development. Górnictwo i Geoinżynieria, R. 29 z. 3/2, 2005 s. 61÷76.
- Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z.: Badania nowych rozwiązań technologicznych w celu rozrzedzenia obudowy podporowej w wyrobiskach korytarzowych. Wydaw. Naukowo–Dydaktyczne AGH, Kraków 2008.
- Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z.: Multi-criterion analysis of factors affecting maintenance of roadways. AGH Journal of Mining and Geoengineering, vol. 36, no. 1, 2012a. s. 243÷252.

11. *Majcherczyk T., Malkowski P., Niedbalski Z.*: Ocena schematów obudowy i skuteczności projektowania wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego. Wydaw. AGH, Kraków 2012b.
12. *Malkowski P.*: Rola stref spękań w ocenie stateczności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla. Rozprawy monografie nr 265, Wydawnictwa AGH, Kraków 2013.
13. *Marczak H.*: Ocena zaciskania wyrobisk chodnikowych na podstawie pomiarów konwergencji. Postęp Nauki i Techniki, nr 4, 2010 s. 151÷161.
14. *Mark C., Gale W., Oyler D., Chen J.*: Case history of the response of a longwall entry subjected to concentrated horizontal stress. Rock Mechanics and Mining Sciences, nr 44, 2007 s. 210÷221.
15. *Prusek S.*: Deformacje chodnika międzyścianowego zlokalizowanego pod zrobami zawalowymi. Miesięcznik WUG, nr 11, 2005 s. 11÷16.
16. *Prusek S., Kowalski E., Skrzyński K.*: Techniczno-ekonomiczne aspekty stosowania obudowy odrzwiowej ze stali o podwyższonych parametrach mechanicznych. Miesięcznik WUG, nr 1, 2006. s. 19÷25.
17. *Prusek S., Majcher M.*: Przebieg ruchów górotworu w chodniku przyścianowym z uwagi na wpływ frontów eksploatacji zawalowej. Miesięcznik WUG, nr 2, 2003. s. 3÷7.
18. *Rak Z., Siodlak Ł., Stasica J.*: Możliwości wzmocnienia obudowy podporowej wyrobisk korytarzowych z wykorzystaniem torkretowania. Miesięcznik WUG, nr 5, 2007. s. 32÷39.
19. *Shen B., Polusen B., Kelly M., Nemcik J., Hanson C.*: Roadway Span Stability in Thick Seam Mining Field Monitoring and Numerical Investigation at Moranbah North Mine. Underground Coal Operators' Conference 12–14.02.2003, The AusIMM Illawara Branch, University Wollongong, 2003. s. 173÷184.
20. *Stachowicz S., Kosonowski J., Kozek B.*: Charakterystyka zaciskania wyrobisk korytarzowych kamiennych w kopalni „Bogdanka”. Wiadomości Górnicze, nr 4, 1995. s. 165÷168.
21. *Toraño J., Rodríguez Díez R., Rivas Cid J.M., Casal Bariciella M.M.*: FEM modeling of roadways driven in a fractured rock mass under a longwall influence. Computers and Geotechnics, no 29, 2002. s. 411÷431.
22. *Turek M.*: Podstawy podziemnej eksploatacji pokładów węgla kamiennego. Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2010.

***Zwiększajmy prenumeratę
najstarszego – czołowego miesięcznika
Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa!***

Liczba zamawianych egzemplarzy określa zaangażowanie jednostki
gospodarczej w procesie podnoszenia kwalifikacji swoich kadr!