

Józef RUSINEK

KW S.A. KWK „Piast”, Bieruń

„Trapez” dezintegracji skał spągowych jako metoda utrzymania gabarytów chodnika w warunkach KWK „Piast”

Streszczenie

W celu ograniczenia niekorzystnego oddziaływania górotworu na spąg wyrobiska korytarzowego proponuje się stosowanie odprężania skał w spągu wyrobiska w obrębie tzw. trapezu dezintegracji. Nazwa ta odzwierciedla kształt geometryczny przekroju poprzecznego strefy zruszenia skał w wyniku strzelań kamufletowych w spągu wyrobiska. Nad trapezem znajduje się warstwa skał nienaruszona działaniem materiału wybuchowego (MW). Opierając się na danych wytrzymałościowych skał, mechanizmie ich wypiętrzania oraz stosując roboty strzałowe wykonano analizę wyników pomiarów konwergencji spągu. Praktyczna skuteczność odprężania warstw spągowych została potwierdzona pomiarami *in situ*.

1. Wstęp

Istotnym problemem w kopalniach eksploatujących węgiel kamienny jest zachowanie stateczności wyrobisk chodnikowych w wymaganym przedziale czasowym. Praktyka górnicza wykazuje, że w miarę wybierania coraz to większych ilości parcel i pokładów węgla wytwarza się w górotworze skomplikowany rozkład naprężeń, mający wpływ na zachowanie się skał otaczających wyrobisko górnicze. Wraz ze wzrostem głębokości eksploatacji wzrastają ciśnienia, a pozostawione resztki w pokładach i krawędzie eksploatacji powodują powstanie koncentracji naprężeń. Stan taki wpływa bardzo niekorzystnie na współpracę obudowy z górotworem. Stosowana najczęściej obudowa chodnikowa jest obudową otwartą w części spągowej, co powoduje, że po osiągnięciu stanu granicznych naprężeń, skały zostają przemieszczone do chodnika. Coraz częściej w kopalniach obserwuje się zjawisko wypiętrzania spągu, które prowadzi do licznych komplikacji i utrudnień w ruchu kopalni. W celu przywrócenia pierwotnych funkcji wyrobisk niezbędne są roboty rekonstrukcyjne, polegające na pobierze spągu lub ich przebudowie. Roboty te zakłócają normalny przebieg dołowych procesów produkcyjnych, wpływają na obniżenie ogólnej wydajności, zwiększają koszty produkcji, obciążają odstawę urobku dodatkowymi tonami skały płonnej. Aby ograniczyć niekorzystne oddziaływanie górotworu na spąg wyrobiska korytarzowego, proponuje się stosowanie odprężania skał w spągu wyrobiska w obrębie tzw. trapezu dezintegracji. Trapez ten jest usytuowany w spągu wyrobiska, w obrębie którego skały naruszone zostały robotami strzałowymi. Nad trapezem znajduje się warstwa skał nienaruszona działaniem MW. Tak upodatniony spąg wyrobiska poprzez dezintegrację za pomocą środków strzałowych będzie powodował ograniczenie konwergencji górotworu. Stosowanie ww. metody przyniesie

największe efekty w wyrobiskach korytarzowych przed frontami eksploatowanych ścian w odległości takiej, gdzie nie ujawnia się jeszcze wpływ ciśnienia eksploatacyjnego. Na podstawie doświadczeń odległość ta będzie cechą indywidualną dla każdego rozpatrywanego wyrobiska. Uważa się, że w oparciu o zdefiniowaną odległość minimalną wykonywania przykottwiania obudowy wyrobisk (określoną jako poza wpływem ciśnienia eksploatacyjnego) odległość ta od czoła ściany powinna wynosić minimum 60 [m], jak również, że maksymalna odległość, na której wykonano dezintegrację nie powinna przekraczać trzymiesięcznego postępu ściany. Poprawność przyjętej metody i założeń potwierdzona została badaniami geodezyjnymi. Linia obserwacyjna wykonana została w chodniku ścianowym VII, oddz. G-I na poz. 500 [m] w pokł. 206/1. Wyniki obserwacji posłużyły do weryfikacji przyjętych założeń dla ww. metody.

2. Istota metody trapezu dezintegracji w stosunku do stosowanych dotychczas metod

Skały spągowe większości eksploatowanych pokładów w warunkach KWK „Piaś” zaliczyć należy do II klasy tzn. do średniej, a rzadko małej wytrzymałości R_c . Szczególnie dotkliwe dla prowadzenia ruchu jest wypiętrzanie skał spągowych. Wszystkie próby zwalczania tego zjawiska możemy podzielić na cztery grupy.

- **Metody górnicze** – do których należą:
 - minimalizacja czasu utrzymania chodników od momentu wykonania do zlikwidowania,
 - wzmocnienie obudowy wyrobiska poprzez zagęszczenie odrzwi obudowy chodnikowej,
 - stosowanie podciągów stalowych lub dodatkowej obudowy stalowej lub drewnianej.
- **Metody geotechniczne** – polegają na zmianie parametrów mechaniczno-wytrzymałościowych taczającego górotworu, do których należą między innymi:
 - metoda długich otworów odprężających – służy do zerwania zawisającego stropu za ścianą;
 - metoda krótkich otworów odprężających – stosowana z dobrymi rezultatami dla odprężenia górotworu otworami stropowymi, ociosowymi i najczęściej spągowymi. Strzelaniem w spągu oprócz odprężenia uzyskiwano urobienie wypiętrzonej skał. Wykonana pobierka spągu i strzelanie przywróciły utracone funkcje przez wyrobisko. Odmianną tego strzelania jest strzelanie pod posadowioną obudowę, która po pewnym czasie powoduje jej wciskanie w spąg.
- **Metody iniekcyjne** – służą do zwiększenia parametrów fizyko-mechanicznych górotworu oraz jego uplastycznieniu poprzez wypełnianie substancjami chemicznymi szczelin i spękań w górotworze. Zabiegi te mogą być stosowane w oparciu o komponenty zawierające w swym składzie poliuretany, żywice mocznikowo-formaldehydowe lub różnego rodzaju spoiwa np. cementowe.
- **Metody mieszane** – jest to połączenie kilku sposobów w jedną metodę. Przykładem może być:
 - dezintegracja skał spągowych a potem stosowanie iniekcji,
 - stosowanie klejenia spągu i kotwienia pakietu skał w wyrobisku.

Zaproponowana metoda trapezu dezintegracji wykonywana w wyrobisku, w sąsiedztwie postępującego frontu ścianowego ma istotny wpływ na jego efekt. Uwzględnić należy również fakt, że w wyrobiskach tych znajdują się maszyny i urządzenia służące do utrzymania ruchu. Gabaryty urządzeń odstawczych oraz kabli energetycznych często utrudniają stosowanie metod

strzelniczych przy pobierze spągu albo je wręcz eliminują. Przy zaproponowanej metodzie pozostaje odpowiednia warstwa skał w spągu, która nie jest naruszona użyciem środka strzałowego.

W metodzie tej zastosowano otwory o długości do 3,0 [m], a kąt nachylenia boków trapezu zawarty będzie między 60° a 80°. Kąt nachylenia zależy będzie od parametrów wytrzymałościowych R_c [MPa].

Generalną zasadą jest: im wytrzymałość spągu jest mniejsza tym kąt nachylenia boków trapezu będzie większy. Odległość spągu od górnej krawędzi trapezu będzie większa od 1,2 [m]. Szczegółowe rozmieszczenie otworów zostanie scharakteryzowane w dalszej części opisu.

Aby prawidłowo dobrać parametry robót strzałowych, należy przeanalizować warunki geologiczno-górnictwa w obszarze stosowanej metody.

3. Parametry wytrzymałościowe skał karbońskich

W obszarze kopalni „Piast” otwory serii skalnych pod względem własności fizyko-mechanicznych są dość dobrze rozeznane. Wykształcone są one w postaci grubych serii różnoziarnistych piaskowców z pokładami węgla i cienkimi przerostami iłowców. Otwory karbońskie należą głównie do warstw łaziskich karbonu produktywnego. We wschodniej części obszaru górniczego częściowo pojawiają się otwory libiąskie. Parametry wytrzymałościowe zostały określone na podstawie badań w otworach wiertniczych, jak i z wytypowanych wyrobisk górniczych.

Skały płonne wykazują często niższe wartości wytrzymałościowe niż węgiel. W trzebandanych profilach skał karbońskich przeważają zdecydowanie skały o niskich parametrach wytrzymałościowych o R_c w granicach 10–40 [MPa]. Zaznacza się generalny wzrost wytrzymałości skał wraz z głębokością. Zdarzają się przypadki, że iłowce i mułowce posiadają większą wytrzymałość R_c od piaskowców. W świetle wykonanych badań górotworu na wschód od uskoku Smardzowickiego otwory charakteryzują się niższymi wartościami parametrów wytrzymałościowych od zachodniej części obszaru górniczego. Parametry wytrzymałościowe węgla wahają się od 20,7 do 56,8 [MPa]. W przeważającej części obszaru górniczego poszczególne otwory stanowią:

piaskowiec	84,0–94,0 %
iłowce	1,38–13,35 %
mułowce	0,52–1,3 %
węgle	1,72–7,2 %

Na ogólny stan właściwości fizyko-mechanicznych skał karbońskich wpływa dość istotnie bogato rozwinięta tektonika i budowa geologiczna nadkładu, a także możliwości infiltracji wód na znacznej powierzchni stropu.

W rejonie ściany 140 warstwy stropowe pokładu 206/1 są następujące:

iłowce	0,0–1,0 [m]
piaskowiec różnoziarnisty	50 [m]

W spągu pokładu zalegają:

iłowce	0,0–1,0 [m]
węgiel pokład 206/2	0,6–0,8 [m]
iłowce	0,0–2,8 [m]
piaskowiec	10 [m]

Parametry wytrzymałościowe R_c [MPa] dla skał stropowych są następujące:

4. Mechanizm wypiętrzania skał

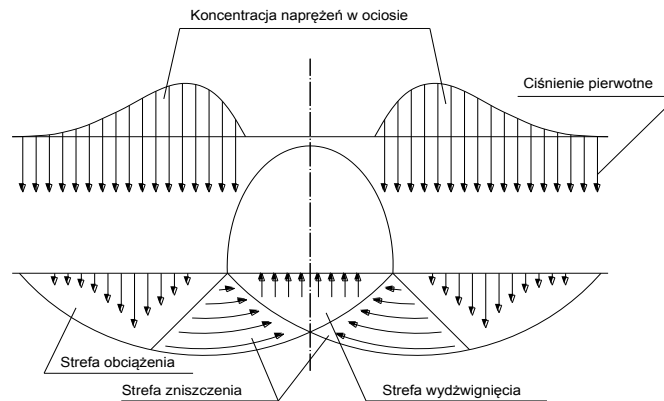
Przyczyną wypiętrzania skał jest niekorzystny układ naprężeń wytwarzający się w skałach w obrębie wykonanego wyrobiska.

Pierwotny stan naprężeń w otoczeniu wykonanego wyrobiska chodnikowego ulega daleko idącym zmianom. W ociosach wyrobiska następuje wzrost pionowych naprężeń ściskających, natomiast w stropie i w spągu chodnika powstają strefy rozciągania. Naprężenia poziome ulegają również zmianom, a w partiach przyociosowych ich wielkość maleje do zera. Równowaga skał w otoczeniu wyrobisk zależy bowiem od stanu wytężenia skał, na który składają się wartości naprężeń pierwotnych i koncentracja naprężeń pionowych w ociosach jak również własności wytrzymałościowe skał. Na zapoczątkowanie procesów wyciskania skał spągowych mają także wpływ takie czynniki jak kształt wyrobiska i jego wymiary oraz rodzaj zastosowanej obudowy. W zależności od rodzaju skał wypiętrzanie może przebiegać w postaci łamania warstw skalnych i wyciskania ich jako płyt lub bloków do wyrobiska korytarzowego, względnie w postaci plastycznego ciąglego przemieszczania się warstw skalnych.

W przypadku występowania w ociosach skał o mniejszej wytrzymałości niż warstwy pozostałe, oprócz wyciskania spągu dochodzi do zaciskania obudowy i zmniejszenia gabarytów wyrobiska. Dodatkowym elementem sprzyjającym wypiętrzaniu skał jest łukowy kształt przekroju poprzecznego wyrobiska, co przy obudowie składającej się z odrzwi otwartych powoduje, że najszersza odsłonięta powierzchnia nie jest obudowana.

Najczęściej jednak czynnikiem decydującym jest dodatkowa koncentracja naprężeń związana z bezpośrednim sąsiedztwem stref ciśnienia eksploatacyjnego.

Tak więc, intensywne wypiętrzanie spągu zachodzi zazwyczaj w chodnikach przyścianowych bezpośrednio przed frontem eksploatacyjnym, następnie zaś nasila się w strefie intensywnych ruchów górotworu za frontem ściany. Rozkład naprężeń przedstawiono na rys. 4.1 [5].



Rys. 4.1. Schemat naruszenia spągu wyrobiska korytarzowego wskutek wzmożonej koncentracji naprężeń w ociosach
Fig. 4.1. The scheme of destruction of floor rocks of roadways as a result of intensive concentration of stresses in the roadway sides

Obszar niszczonej warstwy spągowej pomiędzy głównymi płaszczyznami ścinania jest poddany działaniu naprężeń rozciągających, na które skała jest mniej odporna. Im skały są słabsze tym kąt nachylenia płaszczyzn ścinania jest mniejszy.

Mniejszej wytrzymałości skały na ściskanie odpowiada mniejsza spójność i zazwyczaj mniejszy kąt tarcia wewnętrznego. Występuje bardzo niekorzystny rozkład naprężeń w warstwach spągowych, gdyż wielkość naprężeń ścinających w płaszczyznach niszczenia skały gwałtownie rośnie, a wielkość strefy, w której występują naprężenia rozciągające zmniejsza się i dlatego warstwy spągowe bardziej intensywnie przemieszczają się do wyrobiska.

5. Dezintegracyjne działanie „trapezu”

Dla wyeliminowania lub znacznego ograniczenia wyciskania skał spągowych w kierunku wyrobiska pod wpływem skoncentrowanych w otoczeniu jego obrysu maksymalnych naprężeń ściskających przeprowadzono strzelanie zruszające w spągu chodnika ścianowego VII w następujący sposób: dwa otwory strzałowe o długości 3,0 [m] w odległości 0,5 [m] od osi pionowej w jednej linii wzdłuż osi poprzecznej chodnika i nachylone pod kątem 80° do płaszczyzny poziomej. Następnie w odległości 0,9 [m] od tych dwóch otworów jest wiercony jeden otwór pionowy w osi wyrobiska o długości 3,0 [m]. Do odwierconych otworów strzałowych ładowany był materiał wybuchowy barbaryt. Gdy detonacja ładunku materiału wybuchowego następuje w dużej odległości od powierzchni obnażonej (w naszym przypadku 3,0 [m]) wówczas nie zachodzi wyrzut skały, a dookoła miejsca detonacji powstaje pusta kulista przestrzeń. Wybuch niewywołujący wyrzutu skały nazywa się zazwyczaj wybuchem kamuflętowym lub kamuflętem. Wytworzoną przestrzeń często nazywa się przestrzenią kamuflętową. Objętość tej przestrzeni (pustki, jamy) proporcjonalna jest do energii wydzielonej przy wybuchu. Ponieważ energia proporcjonalna jest do masy ładunku, tak więc objętość pustki jest też proporcjonalna do masy ładunku detonującego. Promień pustki kamuflętowej R_k wyraża się wzorem:

$$R_k = K_k \times \sqrt[3]{q} [m] \quad [3]$$

gdzie:

q – masa ładunku MW w otworze – w naszym przypadku 600 [g],

K_k – wynosi 0,1–0,4 [m/kg³] – zależy od wytrzymałości skały, w której odbywa się wybuch (w naszym przypadku jest to piaskowiec i wynosi 0,2 [m/kg³] – wartość dobrana na podstawie doświadczeń w warunkach KWK „Piast”).

$$R_k = 0,168 [m]$$

Wymiary strefy spękania są proporcjonalne do promienia pustki kamuflętowej. W przybliżeniu można uważać że:

$$R_{sp} = 4R_k [m]$$

gdzie:

R_{sp} – promień strefy spękania [m],

R_k – promień pustki kamuflętowej [m].

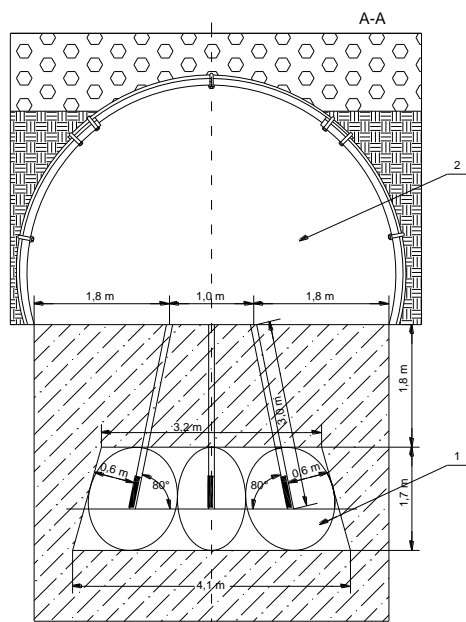
Czyli:

$$R_{sp} = 0,6 [m]$$

Promień strefy spękania wynosi 0,6 [m] dla ładunku 600 [g] barbarytu.

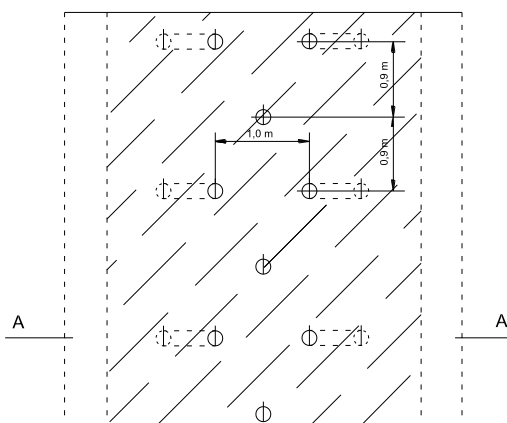
Po odpaleniu MW w tak odwierconych otworach strzałowych i uwzględniając wielkość strefy spękań wokół odpalanych otworów to w odległości 1,8 [m] od spągu chodnika ściannowego VII powstaje trapez dezintegracyjny o wymiarach: 4,1 [m] podstawa dolna, 3,2 [m] podstawa górna, wysokość 1,7 [m].

Jak widać z przytoczonych wymiarów trapezu dezintegracyjnego – strefa spękań calizny nie sięga pod zabudowane łuki ociosowe chodnika ściannowego VII i jest w odległości 1,8 [m] od spągu chodnika. Schemat działania dezintegracyjnego trapezu przedstawiono na rys. 5.1, a rzut poziomy otworów dezintegracyjnych w chodniku przedstawiono na rys. 5.2.



1 - Skąły rozkruszone (przerwana ich ciągłość) po odpaleniu ładunków MW
2 - Chodnik Ściannowy VII (obudowa TH-8)

Rys. 5.1. Schemat działania trapezu dezintegracji
Fig. 5.1. The scheme of working of trapezium of disintegration



Rys. 5.2. Rzut poziomy otworów dezintegracyjnych
Fig. 5.2. Horizontal projection of holes of disintegration

Parametry strzelania zruszającego w spągu chodnika ściannowego VII:

- materiał wybuchowy – barbaryt,
- inicjowanie i odpalenie ładunków MW – inicjacja tylna elektrycznie,
- maksymalny ładunek – 600 [g],
- średnica otworów – 42 [mm],
- długość otworów – 3 [m],
- dopuszczalna ilość otworów odpalanych w jednej serii – 11 [szt.].

6. Pomiary konwergencji spągu

W chodniku ścianowym VII-504 założono linię obserwacyjną do pomiaru konwergencji spągu. Początek linii obserwacyjnej znajduje się na cesze nr 903. Punkty obserwacyjne rozmieszczone są co 10 [m], natomiast koniec linii znajduje się na cesze 1174. Długość linii obserwacyjnej wynosi 271 [m].

Dla określenia konwergencji spągu wykonywany był pomiar niwelacyjny stropu i spągu chodnika w wyznaczonych punktach na linii obserwacyjnej.

Pomiar niwelacyjny był każdorazowo dowiązywany do punktów stałych tzw. reperów, które znajdowały się poza strefą oddziaływania ściany nr 140. Pomiary wykonane były w trzech cyklach. Pierwszy pomiar wykonano w dniu 20.10.1998 r. Obserwacje wykonywane były w okresie od października 1998 r. do stycznia 1999 r.

Linię obserwacyjną punktów pomiarowych w chodniku ścianowym VII-504, pokł. 206/1, ściana nr 140 przedstawiono na rys. 6.1.



Rys. 6.1. Linia obserwacyjna w chodniku ścianowym VII
Fig. 6.1. Observational line in main gate no. VII

Wyniki pomiarów przedstawiono w tabelach 6.1, 6.2, 6.3, 6.4 oraz na rys. 6.2, 6.3, 6.4, 6.5, 6.6.

W tabeli 6.1 zestawiono naprzemiennie rzędne wysokościowe stropu i spągu chodnika ścianowego VII z trzech cykli pomiarowych dla wszystkich punktów linii obserwacyjnej. Poszczególne kolumny tabeli przedstawiają: numer punktu pomiarowego; naprzemiennie rzędna wysokościowa stropu i spągu pomierzona w cyklach 1, 2, 3; odpowiednie różnice rzędnych (cykl 2 – cykl 1), (cykl 3 – cykl 1), (cykl 3 – cykl 2).

Tabela 6.1.

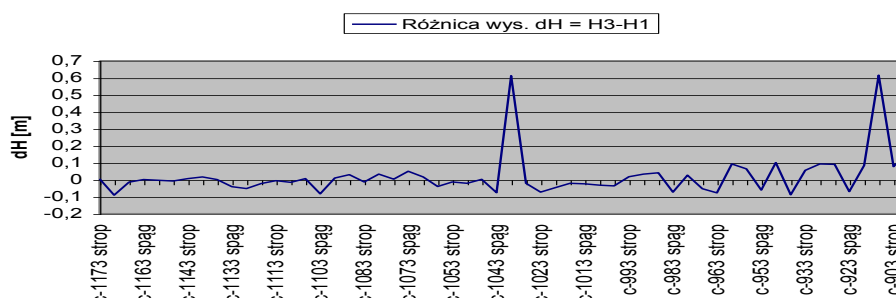
Zestawienie tabelaryczne różnic wysokości stropu i spągu [m]

Table 6.1.

Tabular statement of differences in height of the roof and the floor [m]

Numer punktu obserwacyjnego	Pomiar H1 [m] 20.10.1998	Pomiar H2 [m] 15.01.1999	Pomiar H3 [m] 27.01.1999	Różnica wys. dH = H2 – H1 [m]	Różnica wys. dH = H3 – H1 [m]	Różnica wys. dH = H3 – H2 [m]
c-1173 strop	-214,954	-214,958	-214,949	-0,004	0,005	0,009
c-1173 spąg	-217,978	-218,070	-218,069	-0,092	-0,091	0,001
c-1163 strop	-216,291	-216,312	-216,305	-0,021	-0,014	0,007
c-1163 spąg	-219,250	-219,271	-219,249	-0,021	0,001	0,022
c-1153 strop	-217,310	-217,315	-217,313	-0,005	-0,003	0,002
c-1153 spąg	-220,287	-220,280	-220,295	0,007	-0,008	-0,015
c-1143 strop	-218,697	-218,697	-218,691	0,000	0,006	0,006
c-1143 spąg	-221,690	-221,688	-221,674	0,002	0,016	0,014
c-1133 strop	-220,218	-220,219	-220,217	-0,001	0,001	0,002
c-1133 spąg	-223,127	-223,131	-223,168	-0,004	-0,041	-0,037
c-1123 strop	-221,251	-221,266	-221,303	-0,015	-0,052	-0,037
c-1123 spąg	-224,212	-224,261	-224,234	-0,049	-0,022	0,027
c-1113 strop	-222,310	-222,311	-222,316	-0,001	-0,006	-0,005
c-1113 spąg	-225,115	-225,142	-225,131	-0,027	-0,016	0,011
c-1103 strop	-223,466	-223,470	-223,460	-0,004	0,006	0,010
c-1103 spąg	-226,276	-226,267	-226,359	0,009	-0,083	-0,092
c-1093 strop	-224,456	-224,458	-224,446	-0,002	0,010	0,012
c-1093 spąg	-227,326	-227,291	-227,296	0,035	0,030	-0,005
c-1083 strop	-224,865	-224,880	-224,878	-0,015	-0,013	0,002
c-1083 spąg	-227,897	-227,859	-227,864	0,038	0,033	-0,005
c-1073 strop	-225,761	-225,756	-225,758	0,005	0,003	-0,002
c-1073 spąg	-228,820	-228,809	-228,770	0,011	0,050	0,039
c-1063 strop	-226,640	-226,633	-226,624	0,007	0,016	0,009
c-1063 spąg	-229,525	-229,554	-229,565	-0,029	-0,040	-0,011
c-1053 strop	-227,524	-227,513	-227,537	0,011	-0,013	-0,024
c-1053 spąg	-230,515	-230,577	-230,536	-0,062	-0,021	0,041
c-1043 strop	-228,650	-228,630	-228,648	0,020	0,002	-0,018
c-1043 spąg	-231,500	-231,514	-231,576	-0,014	-0,076	-0,062
c-1033 strop	-229,937	-229,409	-229,325	0,528	0,612	0,084
c-1033 spąg	-232,902	-232,903	-232,923	-0,001	-0,021	-0,020
c-1023 strop	-230,909	-230,961	-230,982	-0,052	-0,073	-0,021
c-1023 spąg	-233,738	-233,766	-233,785	-0,028	-0,047	-0,019
c-1013 strop	-231,911	-231,917	-231,932	-0,006	-0,021	-0,015
c-1013 spąg	-234,719	-234,729	-234,743	-0,010	-0,024	-0,014
c-1003 strop	-232,737	-232,749	-232,769	-0,012	-0,032	-0,020
c-1003 spąg	-235,678	-235,705	-235,715	-0,027	-0,037	-0,010
c-993 strop	-233,672	-233,667	-233,654	0,005	0,018	0,013
c-993 spąg	-236,625	-236,608	-236,592	0,017	0,033	0,016
c-983 strop	-234,590	-234,610	-234,549	-0,020	0,041	0,061
c-983 spąg	237,602	237,560	237,529	-0,042	-0,073	-0,031
c-973 strop	-235,315	-235,305	-235,289	0,010	0,026	0,016

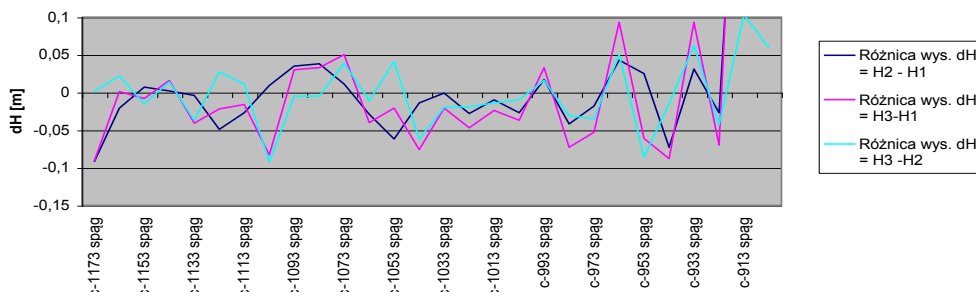
c-973 spąg	-238,478	-238,496	-238,531	-0,018	-0,053	-0,035
c-963 strop	-235,981	-236,033	-236,058	-0,052	-0,077	-0,025
c-963 spąg	-239,109	-239,066	-239,016	0,043	0,093	0,050
c-953 strop	-236,927	-236,894	-236,863	0,033	0,064	0,031
c-953 spąg	-239,665	-239,640	-239,726	0,025	-0,061	-0,086
c-943 strop	-237,265	-237,202	-237,165	0,063	0,100	0,037
c-943 spąg	-240,105	-240,178	-240,193	-0,073	-0,088	-0,015
c-933 strop	237,519	237,553	237,574	0,034	0,055	0,021
c-933 spąg	-240,452	-240,421	-240,359	0,031	0,093	0,062
c-923 strop	-238,137	-238,096	-238,047	0,041	0,090	0,049
c-923 spąg	-241,204	-241,231	-241,274	-0,027	-0,070	-0,043
c-913 strop	-239,079	-239,035	-238,995	0,044	0,084	0,040
c-913 spąg	-242,145	-241,633	-241,530	0,512	0,615	0,103
c-903 strop	-240,545	-240,508	-240,468	0,037	0,077	0,040
c-903 spąg	-243,235	-243,131	-243,072	0,104	0,163	0,059



Rys. 6.2. Wartość różnic rzędnych stropu i spągu dla cykli 1 i 3 (do tabeli 6.1)

Fig. 6.2. The values of differences of ordinates of the roof and the floor for cycles no. 1 and no. 3 (for table 6.1)

W tabeli 6.2 (rys. 6.3) zestawiono rzędne wysokościowe spągu chodnika ścianowego VII z trzech cykli pomiarowych dla wszystkich punktów linii obserwacyjnej. Poszczególne kolumny przedstawiają rzędne wysokościowe spągu oraz odpowiednie różnice rzędnych (cykl 2 – cykl 1), (cykl 3 – cykl 1), (cykl 3 – cykl 2).



Rys. 6.3. Wartość różnic rzędnych spągu dla cykli 1, 2 i 3 (do tabeli 6.2)

Fig. 6.3. The values of differences of ordinates of the floor for cycles no. 1, 2 and 3 (for table 6.2)

Tabela 6.2.

Zestawienie tabelaryczne różnic wysokości spągu [m]

Table 6.2.

Tabular statement of differences in height of the floor [m]

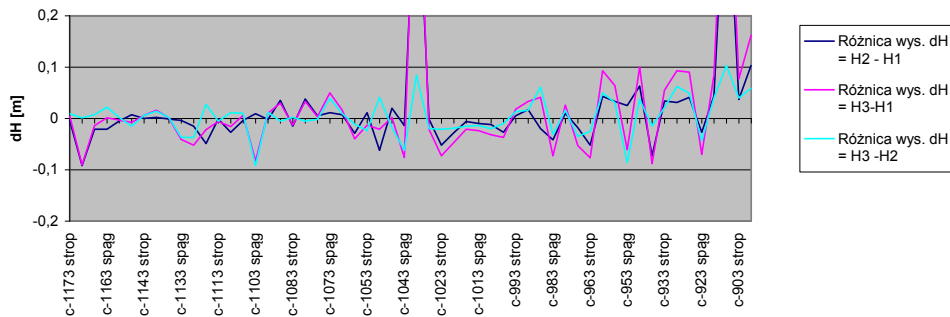
Numer punktu obserwacyjnego	Pomiar H1 [m] 20.10.1998	Pomiar H2 [m] 15.01.1999	Pomiar H3 [m] 27.01.1999	Różnica wys. dH = H2 – H1 [m]	Różnica wys. dH = H3 – H1 [m]	Różnica wys. dH = H3 – H2 [m]
c-1173 spąg	-217,978	-218,070	-218,069	-0,092	-0,091	0,001
c-1163 spąg	-219,250	-219,271	-219,249	-0,021	0,001	0,022
c-1153 spąg	-220,287	-220,280	-220,295	0,007	-0,008	-0,015
c-1143 spąg	-221,690	-221,688	-221,674	0,002	0,016	0,014
c-1133 spąg	-223,127	-223,131	-223,168	-0,004	-0,041	-0,037
c-1123 spąg	-224,212	-224,261	-224,234	-0,049	-0,022	0,027
c-1113 spąg	-225,115	-225,142	-225,131	-0,027	-0,016	0,011
c-1103 spąg	-226,276	-226,267	-226,359	0,009	-0,083	-0,092
c-1093 spąg	-227,326	-227,291	-227,296	0,035	0,030	-0,005
c-1083 spąg	-227,897	-227,859	-227,864	0,038	0,033	-0,005
c-1073 spąg	-228,820	-228,809	-228,770	0,011	0,050	0,039
c-1063 spąg	-229,525	-229,554	-229,565	-0,029	-0,040	-0,011
c-1053 spąg	-230,515	-230,577	-230,536	-0,062	-0,021	0,041
c-1043 spąg	-231,500	-231,514	-231,576	-0,014	-0,076	-0,062
c-1033 spąg	-232,902	-232,903	-232,923	-0,001	-0,021	-0,020
c-1023 spąg	-233,738	-233,766	-233,785	-0,028	-0,047	-0,019
c-1013 spąg	-234,719	-234,729	-234,743	-0,010	-0,024	-0,014
c-1003 spąg	-235,678	-235,705	-235,715	-0,027	-0,037	-0,010
c-993 spąg	-236,625	-236,608	-236,592	0,017	0,033	0,016
c-983 spąg	237,602	237,560	237,529	-0,042	-0,073	-0,031
c-973 spąg	-238,478	-238,496	-238,531	-0,018	-0,053	-0,035
c-963 spąg	-239,109	-239,066	-239,016	0,043	0,093	0,050
c-953 spąg	-239,665	-239,640	-239,726	0,025	-0,061	-0,086
c-943 spąg	-240,105	-240,178	-240,193	-0,073	-0,088	-0,015
c-933 spąg	-240,452	-240,421	-240,359	0,031	0,093	0,062
c-923 spąg	-241,204	-241,231	-241,274	-0,027	-0,070	-0,043
c-913 spąg	-242,145	-241,633	-241,530	0,512	0,615	0,103
c-903 spąg	-243,235	-243,131	-243,072	0,104	0,163	0,059

W tabeli 6.3 zestawiono rzędne wysokościowe stropu chodnika ścianowego VII z trzech cykli pomiarowych dla wszystkich punktów linii obserwacyjnej. Poszczególne kolumny przedstawiają rzędne wysokościowe spągu oraz odpowiednie różnice rzędnych (cykl 2 – cykl 1), (cykl 3 – cykl 1), (cykl 3 – cykl 2).

Zestawienie tabelaryczne różnic wysokości stropu [m]
 Tabular statement of differences in height of the roof [m]

Tabela 6.3.
 Table 6.3.

Numer punktu obserwacyjnego	Pomiar H1 [m] 20.10.1998	Pomiar H2 [m] 15.01.1999	Pomiar H3 [m] 27.01.1999	Różnica wys. dH = H2 - H1 [m]	Różnica wys. dH = H3 - H1 [m]	Różnica wys. dH = H3 - H2 [m]
c-1173 strop	-214,954	-214,958	-214,949	-0,004	0,005	0,009
c-1163 strop	-216,291	-216,312	-216,305	-0,021	-0,014	0,007
c-1153 strop	-217,310	-217,315	-217,313	-0,005	-0,003	0,002
c-1143 strop	-218,697	-218,697	-218,691	0,000	0,006	0,006
c-1133 strop	-220,218	-220,219	-220,217	-0,001	0,001	0,002
c-1123 strop	-221,251	-221,266	-221,303	-0,015	-0,052	-0,037
c-111 3 strop	-222,310	-222,311	-222,316	-0,001	-0,006	-0,005
c-1103 strop	-223,466	-223,470	-223,460	-0,004	0,006	0,010
c-1093 strop	-224,456	-224,458	-224,446	-0,002	0,010	0,012
c-1083 strop	-224,865	-224,880	-224,878	-0,015	-0,013	0,002
c-1073 strop	-225,761	-225,756	-225,758	0,005	0,003	-0,002
c-1063 strop	-226,640	-226,633	-226,624	0,007	0,016	0,009
c-1053 strop	-227,524	-227,513	-227,537	0,011	-0,013	-0,024
c-1043 strop	-228,650	-228,630	-228,648	0,020	0,002	-0,018
c-1033 strop	-229,937	-229,409	-229,325	0,528	0,612	0,084
c-1023 strop	-230,909	-230,961	-230,982	-0,052	-0,073	-0,021
c-1013 strop	-231,911	-231,917	-231,932	-0,006	-0,021	-0,015
c-1003 strop	-232,737	-232,749	-232,769	-0,012	-0,032	-0,020
c-993 strop	-233,672	-233,667	-233,654	0,005	0,018	0,013
c-983 strop	-234,590	-234,610	-234,549	-0,020	0,041	0,061
c-973 strop	-235,315	-235,305	-235,289	0,010	0,026	0,016
c-963 strop	-235,981	-236,033	-236,058	-0,052	-0,077	-0,025
c-953 strop	-236,927	-236,894	-236,863	0,033	0,064	0,031
c-943 strop	-237,265	-237,202	-237,165	0,063	0,100	0,037
c-933 strop	237,519	237,553	237,574	0,034	0,055	0,021
c-923 strop	-238,137	-238,096	-238,047	0,041	0,090	0,049
c-913 strop	-239,079	-239,035	-238,995	0,044	0,084	0,040
c-903 strop	-240,545	-240,508	-240,468	0,037	0,077	0,040



Rys. 6.4. Wartość różnic rzędnych stropu dla cykli 1, 2 i 3 (do tabeli 6.3)

Fig. 6.4. The values of differences of ordinates of the roof for cycles no. 1, 2 and 3 (for table 6.3)

W tabeli nr 6.4 zestawiono wysokości chodnika ścianowego VII z trzech cykli pomiarowych dla wszystkich punktów linii obserwacyjnej. Poszczególne kolumny przedstawiają: numer punktu pomiarowego, wysokość wyrobiska pomierzona w cyklu 1 wysokość wyrobiska pomierzona w cyklu 3 oraz odpowiednie różnice wysokości (cykl 1 – cykl 3).

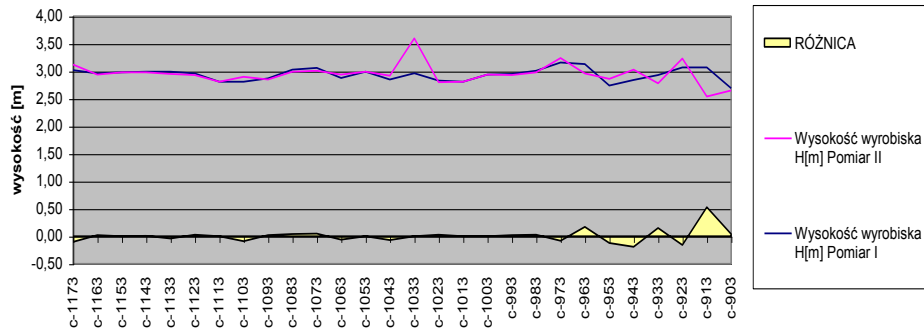
Zestawienie tabelaryczne różnic wysokości stropu i spągu [m]

Tabela 6.4.

Tabular statement of differences in height of the roof and the floor [m]

Table 6.4.

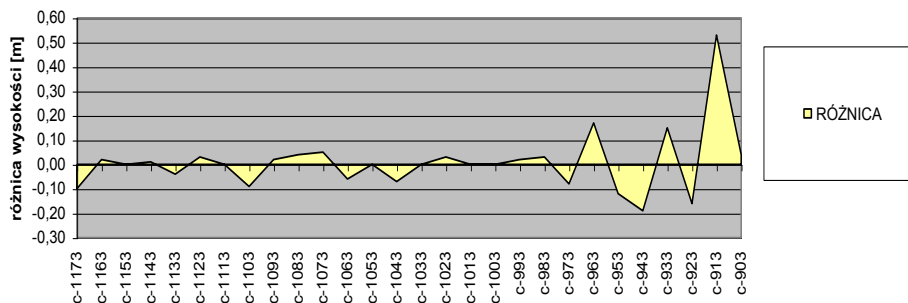
Cecha	Wysokość wyrobiska H [m]		Różnica [m]
	Pomiar I [m]	Pomiar III [m]	
1173	3,02	3,12	-0,10
1163	2,96	2,94	0,02
1153	2,98	2,98	0,000
1143	2,99	2,98	0,01
1133	2,99	2,95	-0,04
1123	2,96	2,93	0,03
1113	2,81	2,81	0,000
1103	2,81	2,90	-0,09
1093	2,87	2,85	0,02
1083	3,03	2,99	0,04
1073	3,06	3,01	0,05
1063	2,88	2,94	-0,06
1053	2,99	2,99	0,000
1043	2,85	2,92	-0,07
1033	2,965	3,598	błąd pomiaru
1023	2,83	2,80	0,03
1013	2,81	2,81	0,000
1003	2,94	2,94	0,000
993	2,95	2,93	0,02
983	3,01	2,98	0,03
973	3,16	3,24	-0,08
963	3,13	2,96	0,17
953	2,74	2,86	-0,12
943	2,84	3,03	-0,19
933	2,93	2,78	0,15
923	3,07	3,23	-0,16
913	3,07	2,54	0,53
903	2,69	2,65	0,04



Rys. 6.5. Wartość wysokości wyrobiska z pomiaru 1 i 3

oraz wartość różnic wysokości wyrobiska między pomiarami (do tabeli 6.4)

Fig. 6.5. The values of the height of underground roadways from measurements no. 1 and 3 and the values of differences of the height of underground roadways for these measurements (for table 6.4)



Rys. 6.6. Wartość różnic wysokości wyrobiska między pomiarami 1 i 3 (do tabeli 6.4) – powiększenie

Fig. 6.6. The values of differences of the height of underground roadways for measurements no. 1 and 3 (for table 6.4) – enlargement

7. Analiza wyników pomiaru konwergencji spągu

Pomiary konwergencji spągu wykonano na założonej na chodniku ścianowym VII nr 504 linii obserwacyjnej. Pomiary polegały na określeniu rzędnych wysokościowych wybranych punktów obserwacyjnych na spągu i w stropie chodnika.

Pomiary dowiązywane były do punktów stałych tzw. reperów A, B, C zastabilizowanych na pochylni odstawczej nr 977.

Wykonano 3 cykle pomiarowe w dniach 20.10.1998 r., 15.01.1999 r. oraz 27.01.1999 r.

Analiza rzędnych wysokościowych obserwowanych punktów w stropie wyrobiska wykazała ich nieznaczne osiadanie w granicach do 0,10 [m].

Punkt pomiarowy C-1033 należy odrzucić z dalszej analizy – prawdopodobnie błędnie określono wysokość początkową.

Analiza rzędnych wysokościowych spągu wykazała największe wypiętrzenie spągu w punktach C-913 o wartości 0,615 [m] oraz 903 o wartości 0,163 [m].

W pozostałych punktach pomiarowych zmiana rzędnej spągu nie przekroczyła 0,1 [m]. Porównanie wysokości wyrobiska z pomiaru I i III wykazało, że największe zaciskanie wyrobiska wynoszące 0,53 [m] nastąpiło na cesze 913 i związane jest z lokalnym wypiętrzeniem spągu w tym rejonie. W pozostałych punktach pomiarowych zmiana wysokości wyrobiska nie przekroczyła wartości 0,17 [m].

8. Podsumowanie i wnioski

- Poprzez powstanie trapezu środowisko skalne zostało zdeintegrowane oddziaływaniem materiału wybuchowego i równocześnie upodatnione na działanie ciśnień.
- Pozostawienie półki skalnej o określonej wytrzymałości (w tym przypadku o grubości wynoszącej 1,8 [m]) pomiędzy trapezem a spągiem wyrobiska zapewnia ograniczenie konwergencji spągu do wyrobiska.
- Przy dezintegracyjnym działaniu trapezu skały spągowe zalegające w wyrobisku nie są przemieszczane do wewnątrz i nie wymaga to dodatkowych nakładów pracy celem utrzymania odpowiednich gabarytów.
- Dezintegracyjne działanie w odpowiedniej odległości na spąg eliminuje stosowanie dodatkowych metod wzmacniających skały np. klejenie lub kotwienie spągu.
- Zastosowanie metody trapezu dezintegracji pozwoliło na wykorzystanie całego przekroju poprzecznego wyrobiska, bez dodatkowych ograniczeń w postaci zabudowy podciągów stalowych lub drewnianych budowanych na stojakach stalowych lub drewnianych czy obudowy poligonowej.
- Działanie trapezu dezintegracji ogranicza kosztowne i niebezpieczne wykonywanie przebudów wyrobisk, aby utrzymać odpowiednie gabaryty ruchowe wymagane przepisami górnictwymi.
- Powyższą metodą uzyskuje się zdecydowaną poprawę warunków BHP.
- Skuteczność działania trapezu dezintegracyjnego potwierdzona została obserwacjami geodezyjnymi. Średnia wartość konwergencji spągu nie przekraczała 0,2 [m].

Literatura

- [1] Domżał J., Drzęzła B., Rusinek J., Wpływ strzelań torpedujących na poziom sejsmiczności indukowanej w górotworze. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej Szczyrk 22–27 lutego 2004 r., Seria Wykłady nr 26, Polska Akademia Nauk, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią, Akademia Górniczo-Hutnicza, Katedra Górnictwa Podziemnego, 1–34.
- [2] Domżał J., Drzęzła B., Rusinek J., Strzelania torpedujące w KWK „PIAST” Ruch II. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk 21–25 lutego 2005 r. Sympozja i Konferencje nr 64, Polska Akademia Nauk, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią, Akademia Górniczo-Hutnicza, Katedra Górnictwa Podziemnego, 605–630.
- [3] Hobler M., Projektowanie i wykonywanie robót strzelniczych w górnictwie podziemnym, wydawnictwo „Śląsk” 1982.
- [4] Kołodziejczyk P., Rusinek J., Parametry wytrzymałościowe skał karbońskich w obszarze górnictwa KWK „Piast” w Bieruniu, XIX Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu nt. Zjawiska dynamiczne w górotworze ze szczególnym uwzględnieniem wstrząsów i tąpnięć. Ustroń Zawodzie, 18–22 marca 1996 r. zorganizowana przez Katedrę Geomechaniki Górniczej i Geotechniki AGH, Kraków 1996, 33–49.
- [5] Kidybiński A., Podstawy geotechniki kopalnianej, Wydawnictwo „Śląsk”, 1982.

- [6] Mielniczuk L., Rusinek J. Doświadczenia w procesie eksploatacji systemem ścianowym pokładu o miąższości 4,2 m., Szkoła Eksploatacji Podziemnej zorganizowana przez Polską Akademię Nauk i Akademię Górniczo-Hutniczą w Szczyrku 18–22 lutego 2002 r., t. 1, 453–460.
- [7] Rusinek J., Thirty Years of „Piaś” Coal Mine – The Past, The Present and The Future, Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej Kraków, Podiebrady Czechy 27.09–02.10.2005, vol. 2, 149–165.

The trapezoid of disintegration of floor rocks as a method of prevention of overall dimensions of roadways in “Piaś” Coal Mine

In order to limit the unfavorable influence of rock mass on the floor of the underground roadways, the stress relief of floor rocks in range of so-called the trapezoid of disintegration is proposed. The trapezium is situated in the destroyed by blasting floor rocks of roadways. Over the trapezium there is intact layer by blasting. On the bases of data of the strength of rocks and the mechanism of their uplifting and applying the blasting the analysis of results of measurements of floor convergence was conducted. The practical effectiveness of floor rocks stress relief was confirmed in-situ.

Przekazano: 7 marca 2006 r.