

Stateczność wyrobiska korytarzowego drażonego w strefie uskokowej w świetle badań kopalnianych i numerycznych

The stability of roadway driven in the fault zone in the light of in situ and numerical investigations



Dr hab. inż. Piotr Małkowski^{*)}, prof. AGH



Mgr inż. Łukasz Ostrowski^{*)}



Mgr inż. Piotr Bachanek^{**)}

Treść: Na długości wyrobiska korytarzowego często dochodzi do zmian warunków górniczo-geologicznych, a jedną z przyczyn zaistniałych zmian jest obecność nierozpoznanej wcześniej strefy uskokowej. Doświadczenia pokazują, że jest to jeden z głównych czynników wpływających na problemy z utrzymaniem stateczności wyrobiska korytarzowego. Największym problemem przy ocenie wpływu strefy uskokowej na obciążenia obudowy jest ocena zasięgu strefy osłabienia (spękania) górotworu, jak i ilościowej oceny spadku właściwości mechanicznych skał. Według światowych badań strefa może wynosić od 1-2 metrów lub sięgać aż do czterokrotnej wartości wysokości zrzutu danego uskoku. Ponieważ w rejonie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego zjawisko występowania małych uskoku na wybiegu wyrobiska jest bardzo powszechne, w artykule przedstawiono wpływ strefy uskokowej na stateczność chodnika podścianowego D-2 w kopalni KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”. Wpływ ten przedstawiono na podstawie pomiarów dołowych konwergencji wyrobiska oraz za pomocą metod numerycznych. Wykonane badania pokazały, że dla celów inżynierskich można to zadanie wykonać za pomocą modelu płaskiego. Odpowiednie odwzorowanie uskoku modelem sprężysto-plastycznym z 20-procentowym osłabieniem pozwoliło otrzymać wyniki obliczeń numerycznych charakteryzujące się dużą zgodnością z wynikami pomiarów konwergencji wyrobiska w warunkach *in situ*. Stwierdzono, że zasięg zniszczenia górotworu w pionie sięga w stropie do wysokości dwóch zrzutów uskoku, w spągu do 3 zrzutów uskoku, a w ociosach do dwukrotnej wartości zrzutu uskoku. Na jego zasięg wpływa przede wszystkim wytrzymałość warstw skalnych znajdujących się poza strefą uskokową, a nachylenie sprawia, że strefa uplastycznienia jest niesymetryczna. Konwergencja chodnika o prawidłowo dobranej obudowie, znajdującego się w strefie uskoku nawet o małym 5-metrowym zrzucie jest 3,5–4,5-krotnie większa niż na odcinkach niezaburzonych tektonicznie. Najistotniejsze jest przy tym wypiętrzanie spągu, które może lokalnie dochodzić do 1,8 m, co zawsze będzie sprawiać problemy z utrzymaniem stateczności wyrobiska korytarzowego na odcinku z osłabionymi i przesuniętymi względem siebie warstwami skalnymi.

Abstract: There are many cases where geological and mining conditions change along the mining roadway. The primary unknown throw fault zones are often the reason of the problems for mining engineers. Based on experience, this is one of the main factor influences on mining workings stability. The key problem is to determine the range of the weakened zone in the vicinity of a fault zone which affects the load on a designed support. The worldwide research has shown that the range can be 1-2 m or reaches even 4-fold of the fault throw. As the small throw fault zones are very common in the conditions of Upper Silesia Coal Basin, this paper presents the research of fault zone influence on the roadway stability. The results of the numerical calculations are shown and in situ convergence measurements carried out in the maingate D-2 in the “Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” coal mine as well. The proper modelling – elastic-plastic model with 20% weakening of rock mass properties – provided good accuracy between the calculations and measurements. Based on the results of research, it may be concluded that the rock mass displacements around roadway section within a fault zone reach: in the roof - two times the throw of the fault, in the floor - three times the throw, and horizontally nearly up to two times the width of the modelled fault zone. The convergence of the working, even whether the support has been designed properly, in the case of a 5-meter throw of the fault will be 3.5-4.5 higher than for the section of the roadway unaffected by the fault zone. A floor heaving which can reached even 1.8 m, is the most important for mining practice. It will always cause problems with the roadway maintenance, as the rock mass is strongly disturbed in such a zone and the rock beds are dislocated.

^{*)} AGH Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Kraków

^{**)} Tytan Sp. z o.o. Przedsiębiorstwo Górnictwo, Mysłowice

Słowa kluczowe:

stateczność wyrobiska korytarzowego, strefa uskokowa, modelowanie numeryczne, badania kopalniane

Keywords:

roadway stability, fault zone, numerical calculations, in situ measurements

1. Wprowadzenie

W kopalniach węgla kamiennego w Polsce każdego roku wykonuje się tysiące metrów nowych wyrobisk przygotowawczych. Zmienna budowa geologiczna Górnośląskiego Zagłębia Węglowego oraz zaszczości eksploatacyjne powodują, że na długości wyrobiska korytarzowego często dochodzi do zmian warunków górniczo-geologicznych. Jedną z przyczyn zaistniałych zmian jest obecność nierozpoznanej wcześniej strefy uskokowej, będącej jednym z głównych czynników wpływających na stateczność wyrobisk korytarzowych (Hongwei i in. 2016, Ji i in. 2012, Jie i in. 2014, Kidybiński 1982, Małkowski i in. 2017a, Prusek, Walentek 2015, Shen i in. 2007, Wang i in. 2016, Xi i in. 2015).

W warunkach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego inżynierowie górnicy przy projektowaniu lub wykonywaniu wyrobisk korytarzowych często spotykają się z utrudnieniami w wyniku napotkania stref uskokowych. Strefy te charakteryzują się występowaniem kilku, nie zawsze równoległych płaszczyzn uskokowych, wzdłuż których nastąpiło przemieszczenie warstw skalnych (Małkowski i in. 2017a). Występowanie kilku uskoków w niewielkiej odległości od siebie zwiększa rozmiary strefy osłabienia skał, a intensywność spękań zależy głównie od zwięzłości (wytrzymałości) skał. Zasięg strefy zależy przede wszystkim od stopnia zaangażowania tektonicznego oraz wartości zrzutu uskoku (Kidybiński 1982, Małkowski i in. 2017a, 2017b), co swe odzworowanie znalazło w „Zasadach projektowania obudowy...” (Uproszczone ... 2001, Zasady ... 2000). Wystąpienie strefy uskokowej oprócz zwiększenia obciążeń statycznych (Wang i in. 2016), działających na obudowę może skutkować także wystąpieniem obciążenia dynamicznego (Ji i in. 2012), które w sposób zasadniczy zmienia charakterystykę pracy tej obudowy (Brodny 2011). W takim przypadku zasadnym wydaje się rozważenie możliwości zastosowania np. obudowy o ograniczonej podatności (Brodny 2012) lub dokonania jej wzmocnień (Jie i in. 2014, Wang i in. 2016).

Zasięg strefy osłabienia, według badań może wynosić od 1-2 metrów (Kidybiński 1982, Uproszczone ... 2001), 2-5 metrów (Prusek, Walentek 2015), 5-6 metrów (Jie i in. 2014, Yao i in. 2016), aż do nawet czterokrotnej wartości wysokości zrzutu danego uskoku (Shen i in. 2007, Yao i in. 2016), zależąc ściśle od wartości zrzutu (Niec 1990) i kąta nachylenia warstw skalnych (Prusek, Walentek 2015). Zorychta (Shen i in. 2007, Yao i in. 2016) podał empiryczną zależność wyznaczenia zasięgu strefy uskokowej (L_u) w zależności od pionowej wysokości zrzutu uskoku (h_u) oraz kąta nachylenia płaszczyzny uskokowej (β_u) (wzór 1.1), gdzie jak można łatwo obliczyć przy małych zrzutach, nieprzekraczających 3 m i najczęściej spotykanych kątach nachylenia wynoszących 45° - 60° , strefa ta wynosi 5÷6 m.

$$L_u = \frac{2,5 \times \sqrt{h_u}}{\sin \beta_u} \quad (1.1)$$

Strefa osłabienia skał w strefie uskokowej w znaczący sposób będzie wpływać na stateczność wyrobiska drążonego w zasięgu jego oddziaływania.

Na obszarach o znacznym stopniu zaangażowania tektonicznego zjawisko występowania małych uskoków na wybiegu wyrobiska jest bardzo powszechne. W artykule przedstawiono wpływ strefy uskokowej na stateczność

chodnika podścianowego D-2 w kopalni KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”. Wpływ ten przedstawiono na podstawie pomiarów dołowych konwergencji wyrobiska oraz za pomocą metod numerycznych.

2. Miejsce prowadzenia badań

Analizie wpływu uskoku na stateczność wyrobiska poddano chodnik podścianowy D-2 zlokalizowany na średniej głębokości 1000 m. Wyrobisko to wykonano w całości w obudowie ŁP12/4/V34/A i oddano do użytku w grudniu 2014 roku. Ocios wyrobiska tworzy praktycznie na całej wysokości pokład węgla o miąższości 4,1 m, którego nachylenie wynosi kilka stopni. Strop bezpośredni zbudowany jest z zawęglonego ilowca o miąższości 1,5 m, spąg natomiast z ilowca o miąższości 3,3 m. Układ warstw zalegających wokół omawianego chodnika wyznaczono na podstawie dokumentacji technicznej (Dokumentacja ...). Parametry mechaniczne skał przyjęto na podstawie badań laboratoryjnych prowadzonych przez Autorów oraz dokumentacji geotechniczno-geologicznej. W tabeli 1 przedstawiono parametry geomechaniczne warstw skalnych występujących w rejonie chodnika D-2, wraz z parametrami kryterium zniszczenia Hoeka-Browna, które wykorzystano podczas numerycznego modelowania stateczności wyrobiska. Przyjęte parametry kryterium wytrzymałościowego zostały obliczone w programie RocLab według oceny Autorów (Małkowski 2010).

3. Wyniki badań *in situ*

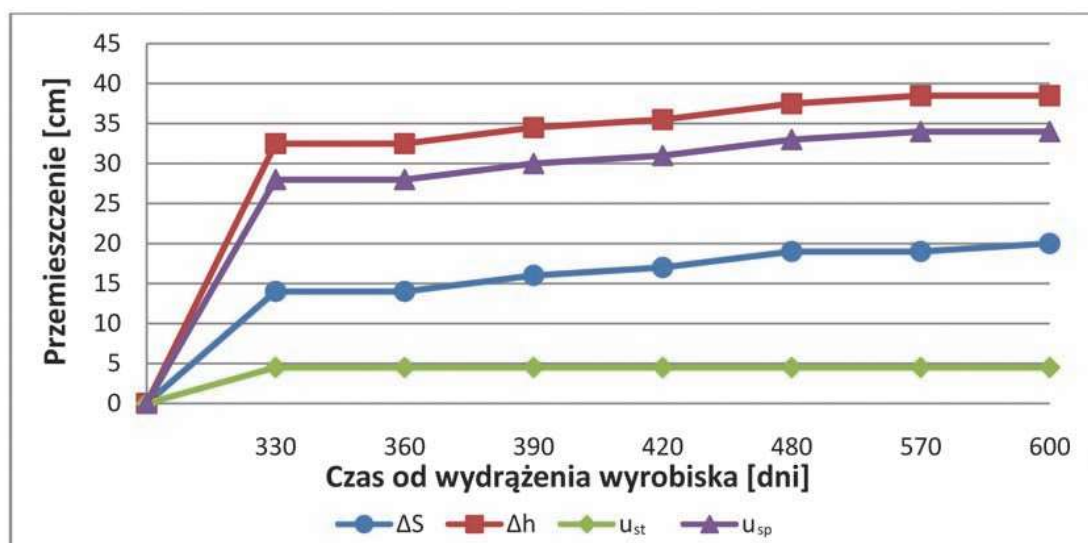
W ramach pomiarów *in situ* określono konwergencję wyrobiska chodnika podścianowego D-2. Badania wykonywane były na podstawie trzech różnych pomiarów, które obejmowały: zmianę wysokości wyrobiska H, zmianę szerokości wyrobiska S oraz zmianę wartości wypiętrzenia spągu u_{sp} (rys. 1). Wszystkie otrzymane wartości odnoszono do nominalnych wymiarów chodnika.

W niniejszym artykule przedstawiono wyniki pomiarów przeprowadzanych w 2 bazach pomiarowych (rys. 2): bazy 930 m, na której wyrobisko nie było poddane wpływom dodatkowych czynników górniczo-geologicznych oraz bazy 757 m, gdzie występowała seria uskoków o małych zrzutach od 0,4 do 3,2 m, tworząc strefę uskokową na długości 12 m. Pomiar konwergencji prowadzono do lipca 2016 roku, tj. do chwili rozpoczęcia ujawniania się wpływów przesuwającego się frontu ścianowego.

Analiza wyników pomiarów konwergencji wykazała, że po 19 miesiącach od chwili wydrążenia wysokość chodnika D-2 w rejonie bazy 930 m zmniejszyła się o 38,5 cm, czyli wynosiła 3,84 m, co stanowiło około 91% nominalnej wysokości w świetle obudowy. Zmianę wysokości wyrobiska generowały głównie wypiętrzenia spągu. Szerokość wyrobiska zmniejszyła się w tym czasie o 20 cm, co dla nominalnej szerokości wynoszącej 6,10 m stanowiło 96,7% wartości początkowej. Zmiana pola przekroju poprzecznego wyrobiska wyniosła 2,9 m², co stanowiło 13% wartości początkowej (Małkowski i in. 2017b). Konwergencję chodnika w obrębie bazy 930 m na przestrzeni czasu wykonywanych badań pokazano w tabeli 2 oraz na rys. 3.

Tabela 2. Konwergencja chodnika D-2 - baza 930 m (Małkowski i in. 2017b)
Convergence of Maingate D-2 – station at chainage 930 m (Małkowski et al. 2017b)

Data pomiarów	Zmiana szerokości wyrobiska		Zmiana wysokości wyrobiska		Wypiętrzenie spągu			Zmiana przekroju poprzecznego wyrobiska	
	ΔS_w [cm]	ΔS_w [%]	Δh_w [cm]	Δh_w [%]	u_{min} [cm]	u_{max} [cm]	u_{sr} [cm]	ΔP_w [m ²]	ΔP_w [%]
10.2015	14	2,3	32,5	7,7	2,7	28,1	15,1	1,86	8,6
11.2015	14	2,3	32,5	7,7	3,7	28,1	16,1	1,92	8,9
12.2015	16	2,6	34,5	8,2	4,7	31,2	17,8	2,20	10,2
01.2016	17	2,8	35,5	8,4	4,9	31,5	19,0	2,35	10,9
03.2016	19	3,1	37,5	8,9	5,7	33,1	21,8	2,48	11,5
04.2016	19	3,1	38,5	9,1	5,7	34,3	24,4	2,66	12,4
06.2016	19	3,1	38,5	9,1	5,7	35,1	25,3	2,81	13,1
07.2016	20	3,3	38,5	9,1	5,7	35,1	25,8	2,87	13,3



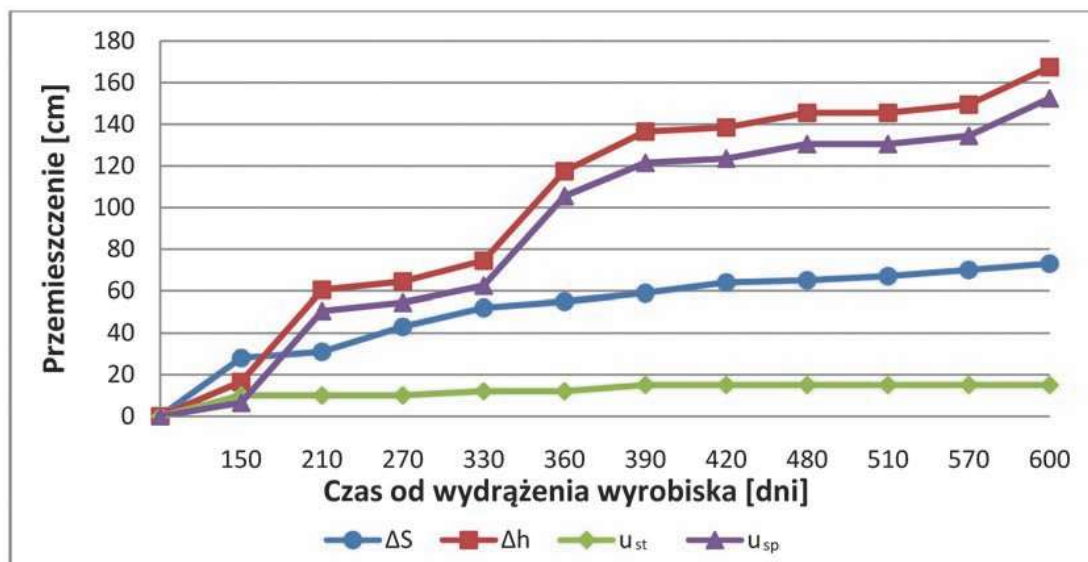
Rys. 3. Konwergencja chodnika D-2 - baza 930 m (ΔS – zmiana szerokości wyrobiska, Δh – zmiana wysokości wyrobiska, u_{st} – obniżenie stropu wyrobiska, u_{sp} – wypiętrzenie spągu)

Fig. 3. Maingate D-2 convergence – station at chainage 930 m (ΔS – roadway width change, Δh – roadway height change, u_{st} – roof displacement, u_{sp} – floor heaving)

Tabela 3. Konwergencja chodnika D-2 - baza 757 m (Małkowski i in. 2017b)
Convergence of Maingate D-2 – station at chainage 757 m (Małkowski et al. 2017b)

Data pomiarów	Zmiana szerokości wyrobiska		Zmiana wysokości wyrobiska		Wypiętrzenie spągu			Zmiana przekroju poprzecznego wyrobiska	
	ΔS_w [cm]	ΔS_w [%]	Δh_w [cm]	Δh_w [%]	u_{min} [cm]	u_{max} [cm]	u_{sr} [cm]	ΔP_w [m ²]	ΔP_w [%]
04.2015	28	4,6	16,5	3,9	0,4	77,2	43,9	4,28	19,9
06.2015*	31	5,1	60,5	14,3	27,2	89,3	69,6	5,47	25,4
08.2015	43	7,0	64,5	15,3	42,2	93,6	76,4	6,28	29,2
10.2015**	52	8,5	74,5	17,6	58,2	101,1	84,6	7,11	33,0
11.2015	55	9,0	117,5	27,8	77,8	130,5	108,2	8,89	41,3
12.2015	59	9,7	136,5	32,3	87,8	137,5	116,7	9,55	44,4
01.2016***	64	10,5	138,5	32,8	89,8	141,5	118,3	9,69	45,0
03.2016	65	10,7	145,5	34,4	96,0	146,5	122,5	9,97	46,3
04.2016	67	11,0	145,5	34,4	103,0	148,5	126,5	10,22	47,5
06.2016	70	11,5	149,5	35,4	111,0	161,6	137,4	10,80	50,2
07.2016	73	12,0	167,5	39,6	118,0	180,5	148,1	11,67	54,2

* pobierka spągu około 70 cm; ** pobierka spągu około 80 cm; *** pobierka spągu około 60 cm



Rys. 4. Konwergencja chodnika D-2 - baza 757 mb (ΔS – zmiana szerokości wyrobiska, Δh – zmiana wysokości wyrobiska, u_{sp} – obniżenie stropu)

Fig. 4. Maingate D-2 convergence – station at chainage 757 m (ΔS – roadway width change, Δh – roadway height change, u_{st} – roof displacement, u_{sp} – floor heaving)

Dla bazy 757 m zlokalizowanej w strefie uskokowej konwergencja wyrobiska przyjmuje znacznie większe wartości. Wysokość wyrobiska przez okres 19 miesięcy zmniejszyła się o około 1,70 m i była również powodowana głównie wypiętrzaniem spągu. Zaciskanie poziome ociosów wyniosło 0,73 m, co stanowi 12% szerokości początkowej wyrobiska (tab. 4). Na podstawie wyznaczonych wartości konwergencji pole przekroju poprzecznego wyrobiska zmniejszyło się ponad dwukrotnie do 46% pierwotnego wymiaru (Małkowski i in. 2017b). W obrębie bazy 757 m w celów utrzymania funkcjonalności wyrobiska dokonano trzykrotnie pobierki spągu, co uwzględniono przy przedstawianiu wyników pomiarów w tabeli 3 i na rys. 4.

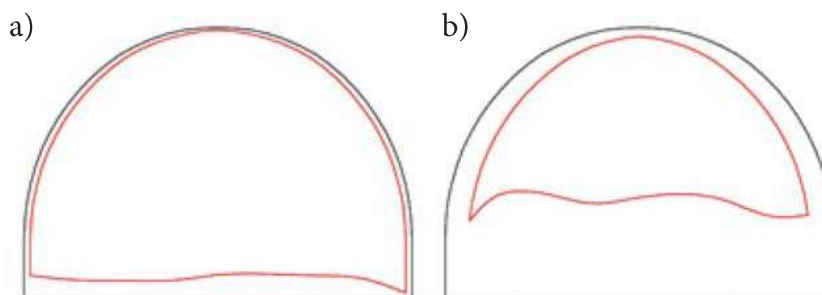
Należy zauważyć, że na odcinku wyrobiska niepoddanego wpływowi zaburzeń okres ok. 11 miesięcy od wydrążenia chodnika pozwolił na ustabilizowanie się wtórnego stanu naprężenia, natomiast w przypadku wyrobiska zlokalizowanego w strefie uskokowej nawet po 600 dniach od wydrążenia zachodziły powolne deformacje górotworu w jego otoczeniu (rys. 3 i 4). Jednocześnie można stwierdzić, że zmiana wysokości i szerokości wyrobiska jest wyraźnie większa w chodniku zlokalizowanym w rejonie uskoku i wynosi ona odpowiednio 4,5 i 3,5 razy więcej niż na odcinku niezaburzonej tektonicznie.

Na rysunku 5 przedstawiono porównanie zmiany przekroju poprzecznego dla obu baz pomiarowych. Na jego podstawie

można stwierdzić, że zarówno na odcinku, gdzie nie występowały zaburzenia geologiczne, jak i na odcinku wyrobiska znajdującego się w strefie uskokowej wartość konwergencji pionowej chodnika D-2 związana była głównie z wypiętrzaniem spągu. Takie zachowanie się skał wokół wyrobiska jest typowe dla górotworu karbońskiego (Niec 1990), szczególnie wtedy, gdy skały spągowe są o niskiej wytrzymałości (Jie i in. 2014, Małkowski, Ostrowski 2014).

4. Model numeryczny wyrobiska

W celu wyznaczenia stateczności wyrobiska korytarzowego drążonego w strefie uskokowej wykonano obliczenia numeryczne metodą elementów skończonych za pomocą programu Phase2. Obliczenia wykonano dla płaskiego stanu odkształcenia. Model górotworu stanowiła płaska tarcza o wymiarach: 60 × 60 m w przypadku wyrobiska nieobjętego wpływem uskoków (rys. 6a), oraz 100 × 60 m w przypadku wyrobiska przebiegającego wzdłuż strefy uskokowej (rys 6b). Dla odwzorowania zachowania się górotworu pod wpływem obciążeń, zarówno w strefie uskokowej, jak i poza tą strefą, przyjęto model sprężysto-plastyczny z 20-procentowym pokrytycznym osłabieniem skał. W wyniku wielokrotnych kalibracji modelu numerycznego z wynikami badań kopalnianych stwierdzono (Małkowski i in. 2017a), że taki model najlepiej



Rys. 5. Konwergencja chodnika D-2: a) baza 930 m, b) baza 757 m

Fig. 5. Maingate D-2 convergence: a) station at chainage 930 m, b) station at chainage 757 m

odpowiada warunkom w analizowanym rejonie oraz zachowaniu się splekanego górotworu w rejonie uskoku. Wzajemny układ warstw i ich parametry mechaniczne wraz z kryterium zniszczenia Hoeka–Brownia zostały przedstawione w tabeli 1.

Warunki brzegowe modelu zakładały wykluczenie możliwości przesuwu węzłów na jego pionowych brzegach w kierunku poziomym. Natomiast więzami wykluczającymi możliwość przesuwu na kierunku pionowym utwierdzono poziome ramy modelu. Zastosowaną w wyrobisku obudowę ŁP 12/4/V32/A o wysokości 4,22 m oraz szerokości u podstawy 6,1 m w rozstawie 0,6 m, wykonaną ze stali S480W o $R_c = 480$ MPa i $R_t = 650$ MPa, odwzorowano jako *Reinforced Concrete* z uwzględnieniem wyłącznie opcji *Reinforcement*.

Uskok został zamodelowany jako strefa o obniżonych o 50% parametrach wytrzymałościowych warstw, które zostały względem siebie przesunięte. Ze względu na małą wartość zrzutu przyjęto, że strefa uskokowa (brekcja uskokowa) ma szerokość 30 cm (tab. 1). Zasięg tej strefy przyjęto jako 5 m po stronie skrzydła zrzuconego i wiszącego na podstawie doświadczeń zarówno polskich, jak i zagranicznych (Kidybiński 1982, Liu i in. 2014, Prusek, Walentek 2015, Shen i in. 2007, Wang i in. 2016, Xi i in. 2015). Zgodnie z dokumentacją geologiczną wyrobiska warstwy po stronie skrzydła zrzuconego zostały przesunięte zgodnie z kierunkiem zrzutu o wartość 3 m, a płaszczyzna uskokowa została pochyłona pod kątem 65°.

Obliczenia wykonano dla wyrobiska zalegającego na głębokości 1000 m poniżej powierzchni terenu.

5. Wyniki obliczeń numerycznych

W artykule, ze względu na ograniczoną ilość miejsca, przedstawiono wyniki obliczeń w postaci map rozkładu naprężeń normalnych σ_1 , przemieszczeń całkowitych konturu chodnika D-2 i zasięgu strefy zniszczenia skał wokół wyrobiska.

W przypadku modelu górotworu w rejonie bazy 930 m, gdzie nie występowały uskoki, otrzymano niemal pełną zgodność otrzymanych wyników obliczeń numerycznych z pomiarami kopalnianymi konwergencji wyrobiska. Mapa przemieszczeń całkowitych dla tego modelu została przedstawiona na rysunku 7. Przemieszczenie spągu, tak jak w przypadku wyników badań kopalnianych, zachodzi praktycznie równomiernie na całej szerokości wyrobiska, a jego maksymalna wartość wynosi 34 cm. W porównaniu do osiadania stropu (4 cm) wypiętrzania spągu stanowią praktycznie 90% konwergencji pionowej wyrobiska. Wskutek oddziaływania

naprężeń ściskających, zaciskanie ociosów chodnika podściannowego D-2 wynosi 20 cm.

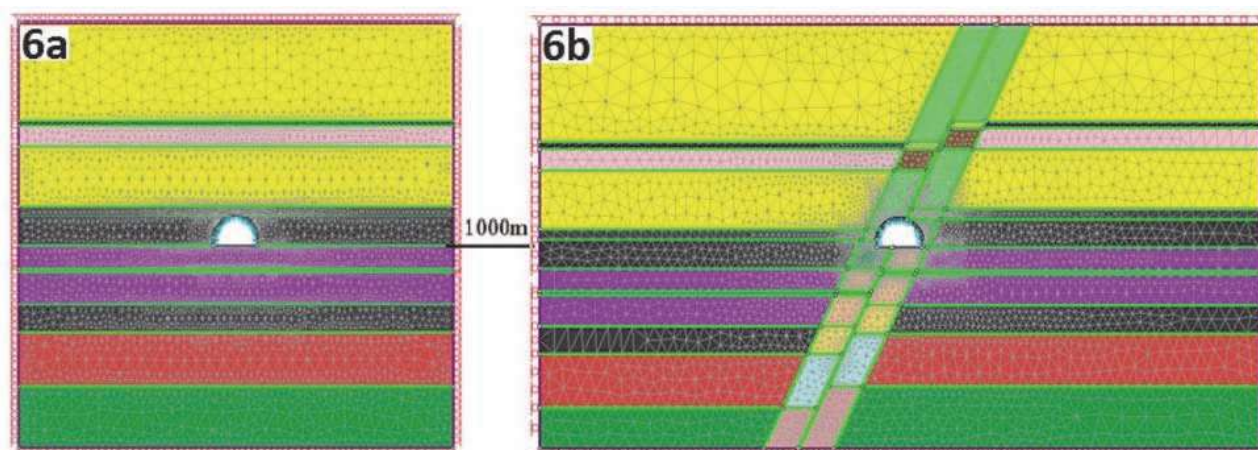
Na rysunku 8 przedstawiono mapę rozkładu wartości naprężeń pionowych w otoczeniu wyrobiska. Ze względu na niskie wartości parametrów skał wokół wyrobiska praktycznie wzdłuż całego jego konturu tworzy się strefa odprężona. Wyjątek stanowią tylko naroża wyrobiska, gdzie naprężenia dochodzą do 38 MPa. Należy zauważyć, że najbardziej intensywne odprężenie występuje w spągu i sięga ok. 4,3 m, z tym że do odległości ok. 1,5 m od konturu wyrobiska można je określić jako całkowite zniszczenie struktury skał. W stropie zasięg odprężenia jest znacznie mniejszy i nie występuje spadek wartości naprężeń do zera, a w ociosach zasięg ten dochodzi do ok. 1,0 m.

Analiza numeryczna pokazuje, że strefa odprężona powstała przede wszystkim na skutek zniszczenia struktury skał przez przekroczenie ich wytrzymałości na ścinanie. Wpływa to na zdecydowanie na stan wyężenia górotworu w obrębie wyrobiska, lecz zależy ściśle od układu warstw skalnych i ich właściwości wytrzymałościowych (rys. 9). Zasięg strefy uplastycznienia w stropie wyrobiska równy jest miąższości zawęglonego ilowca, który występuje w odległości 1,5 m nad wyrobiskiem. W ociosach zasięg ten wynosi 3 metry, a w spągu, gdzie odprężenie górotworu było największe, aż 5,7 m.

W strefie zaburzonej uskokiem, zlokalizowanej w obrębie bazy 757 m, przyjęto taki sam model fizyczny górotworu. W tym przypadku okazało się, że obliczone wartości konwergencji wyrobiska charakteryzują się ok. 70-procentową zgodnością z wartościami pomierzonymi bezpośrednio w wyrobisku.

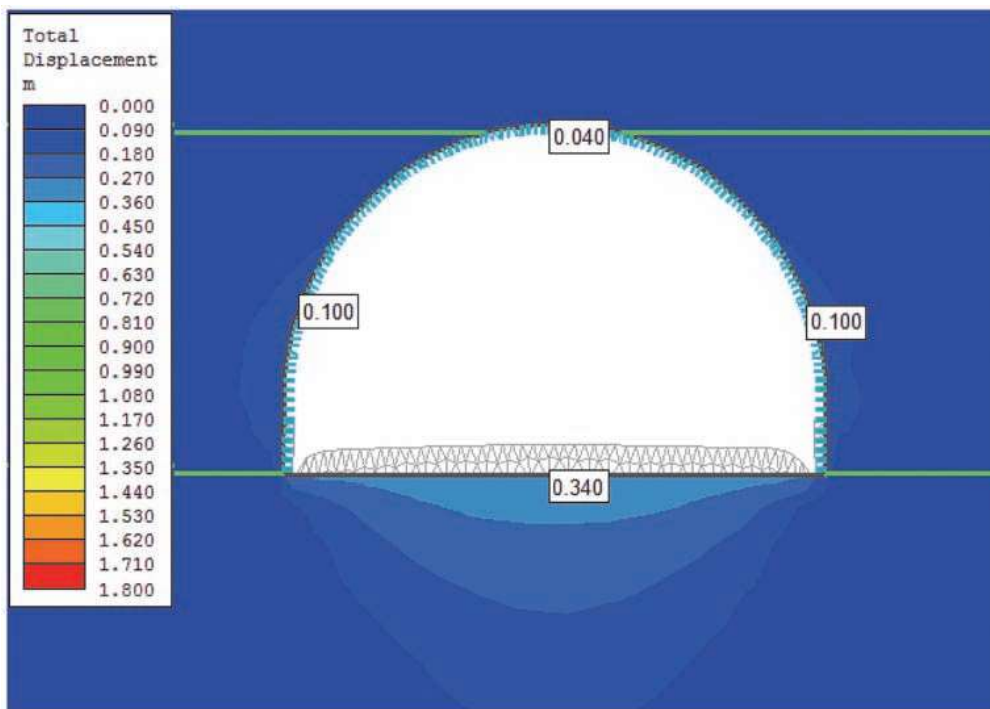
Mapę przemieszczeń całkowitych wokół wyrobiska przedstawiono na rysunku 10. Maksymalne wypiętrzenie spągu zachodzi po stronie skrzydła zrzuconego uskoku i osiąga wartość 1,8 m, a średnie wypiętrzenie spągu na całej szerokości wyrobiska przyjmuje wartość około 1,51 m. Osiadanie stropu, w porównaniu do wartości wypiętrzenia spągu, przyjmuje wartość praktycznie niezauważalną, równą ok. 9 cm i zaobserwować ją można po stronie skrzydła wiszącego. Zaciskanie poziome ociosów wyrobiska przyjmuje wartość większą także po stronie skrzydła zrzuconego, a sumaryczna jego wartość jest większa o ok. 25 cm niż wartości zmierzone w warunkach *in situ*. Oddziaływanie uskoku powoduje niesymetryczną konwergencję wyrobiska.

Bardzo duże przemieszczenia występujące wokół chodnika powodowane są rozległą strefą odprężoną (rys. 11). Całkowite zniszczenie zachodzi przede wszystkim w spągu

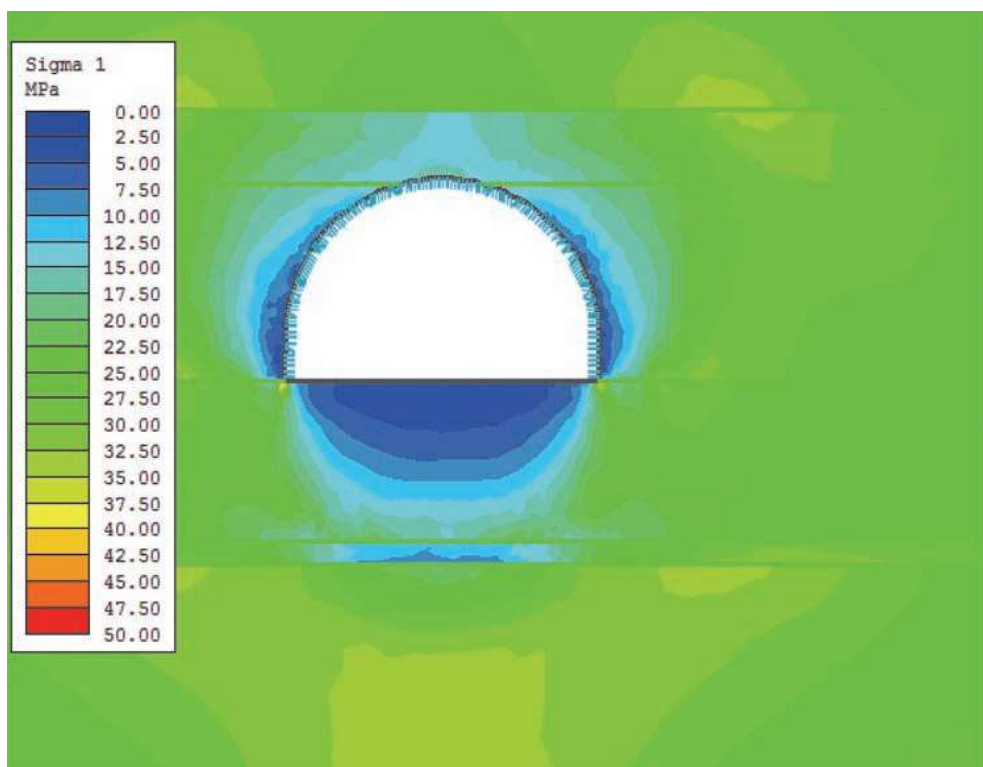


Rys. 6. Tarcza modelu wyrobiska korytarzowego: a) nieobjętego wpływem uskoku, b) przebiegającego wzdłuż strefy uskokowej

Fig. 6. Model plane of the roadway a) beyond the fault effect, b) within the fault zone



Rys. 7. Mapa przemieszczeń całkowitych – baza 930 m
 Fig. 7. The map of total displacements – station at chainage 930 m

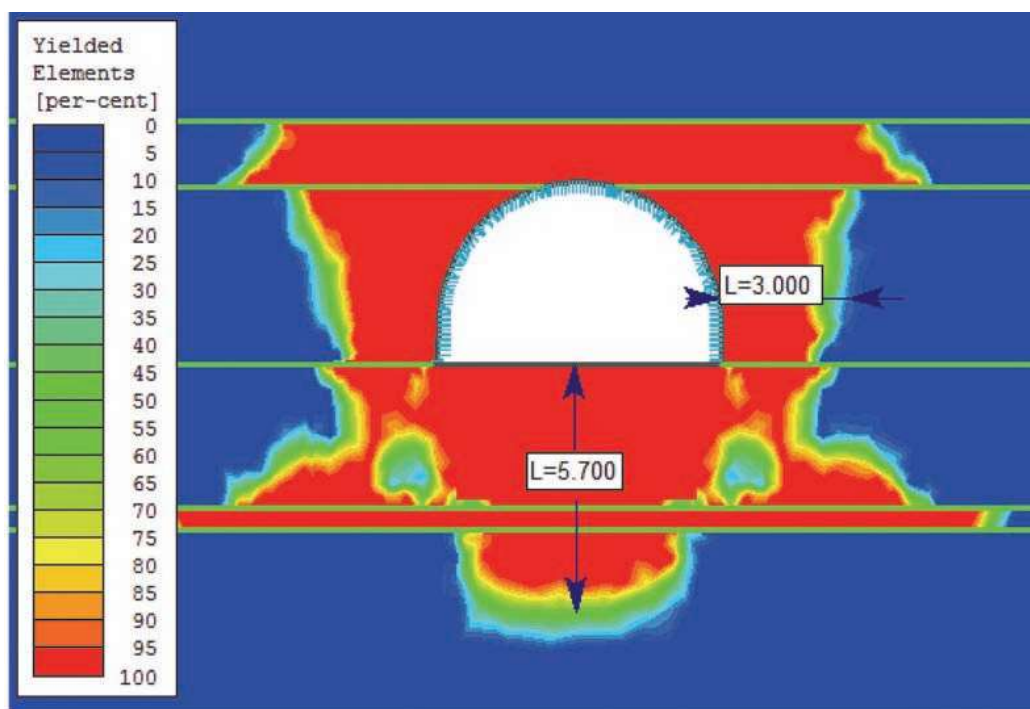


Rys. 8. Mapa naprężeń pionowych σ_1 – baza 930 m
 Fig. 8. The map of vertical stresses σ_1 – station at chainage 930 m

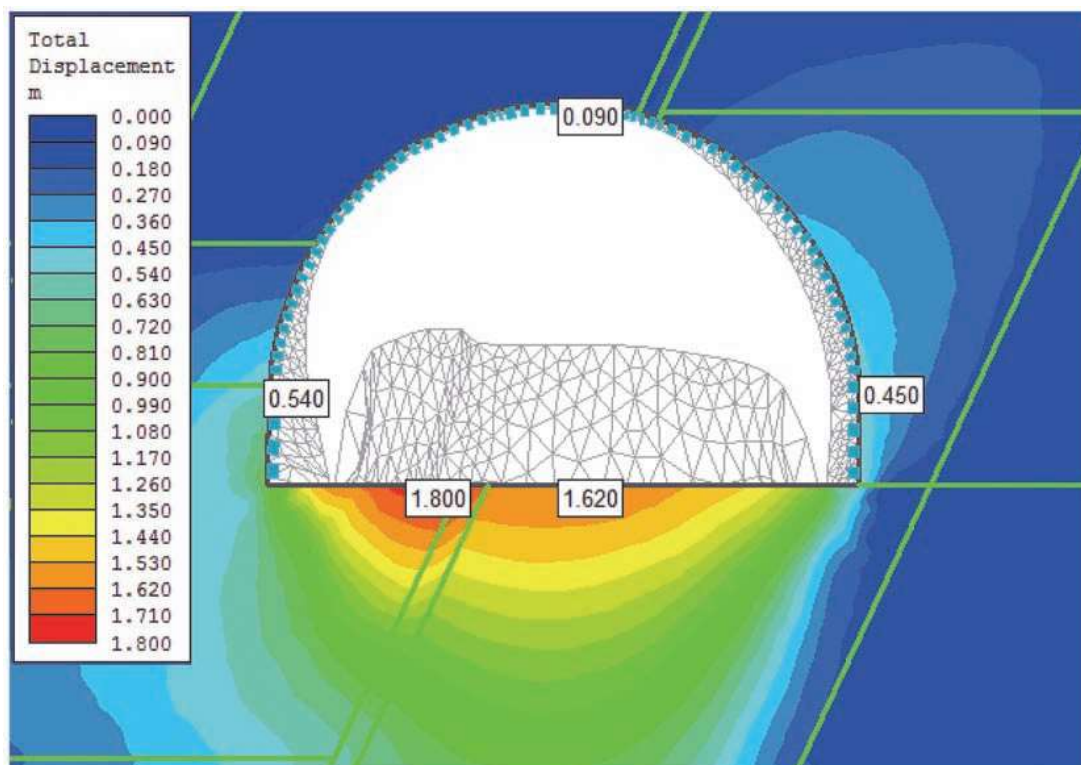
wyrobiska (kolor granatowy), a jego zasięg wynosi ok. 2,8 m, niemniej intensywne naruszenie struktury górotworu sięga w spągu do głębokości powyżej 8 m. Ocios naruszony jest mocniej od strony skrzydła zrzuconego uskoku do głębokości ponad 2,3 m (od strony skrzydła wiszącego do ok. 1,8 m), a w stropie zasięg odprężenia ograniczony jest mocniejszą warstwą piaskowca. Na mapie naprężeń pionowych wyraźnie

widać, jak silnie osłabiony górotwór w strefie uskokowej wpływa na zasięg odprężenia skał i jak silnie oddziałuje na strefę zniszczenia na kierunku pionowym.

Ten niesymetryczny rozkład naprężeń w przypadku wyrobiska znajdującego się w rejonie uskoku jest również bardzo widoczny na mapie strefy uplastycznienia (rys. 12). Zasięg tej strefy obejmuje przede wszystkim cały zamodelowany



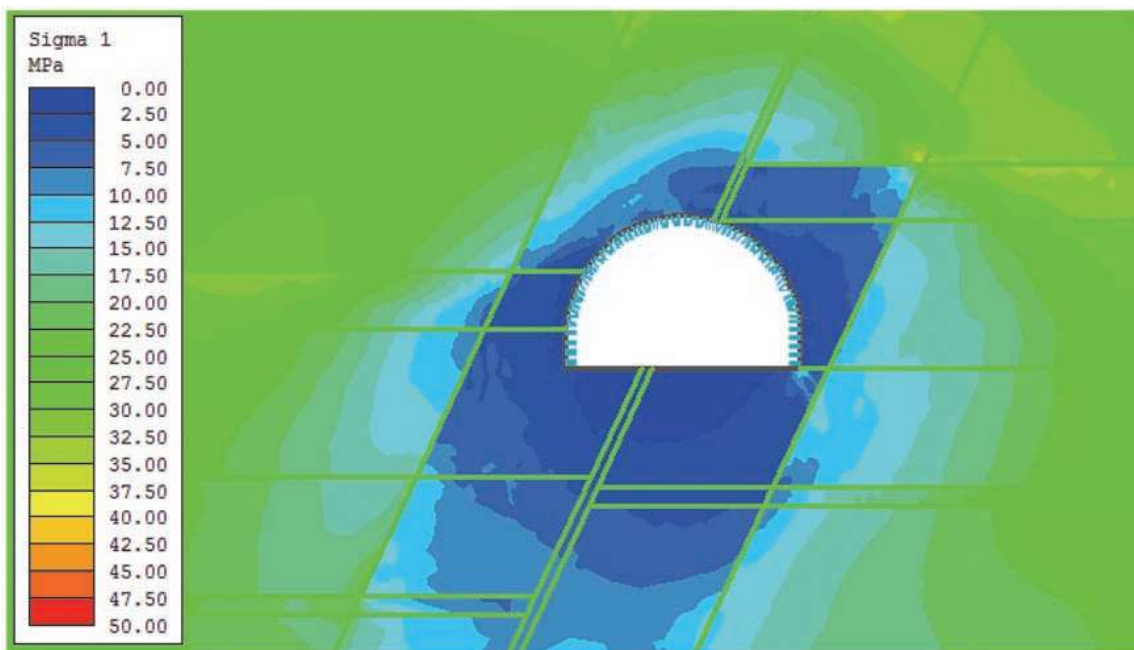
Rys. 9. Zasięg strefy uplastycznienia górotworu w otoczeniu wyrobiska – baza 930 m
Fig. 9. The range of yield zone around the Maingate D-2 – station at chainage 930 m



Rys. 10. Mapa przemieszczeń całkowitych – baza 757 m
Fig. 10. The map of total displacements – station at chainage 757 m

5-metrowy pas uskoju, sięgając do wysokości ok. 11 m w stropie i 15,6 m w spągu. Zasięg strefy w ociosach jest bliski zasięgowi zniszczenia skał stropowych i wynosi od strony skrzydła zrzuconego (lewa strona) ok. 12 m, a od strony skrzydła wiszącego (prawa strona) - ok. 10 m, z tym że rozmiary tej strefy są ściśle zależne od wytrzymałości warstw skalnych. W analizowanym przypadku występujący w lewym ociosie piaskowiec powyżej łupku węglowego skutecznie ogranicza propagację zniszczenia.

Interesujący jest fakt, że zniszczenie skał wokół wyrobiska drążonego w rejonie uskoju następuje wskutek niesymetrycznego jednoczesnego rozciągania oraz ścinania skał (rys. 13). Rozciąganie skał występuje głównie w spągu, rzadziej w stropie oraz na obrysie wyrobiska (rys. 13a). Należy dodać, że zniszczeniu na skutek naprężeń rozciągających ulegają tylko skały w strefie o obniżonych parametrach wytrzymałościowych, czyli w pasie uskoju (rys. 13a). Znacznie szerszy zasięg przyjmuje strefa zniszczenia skał ze względu

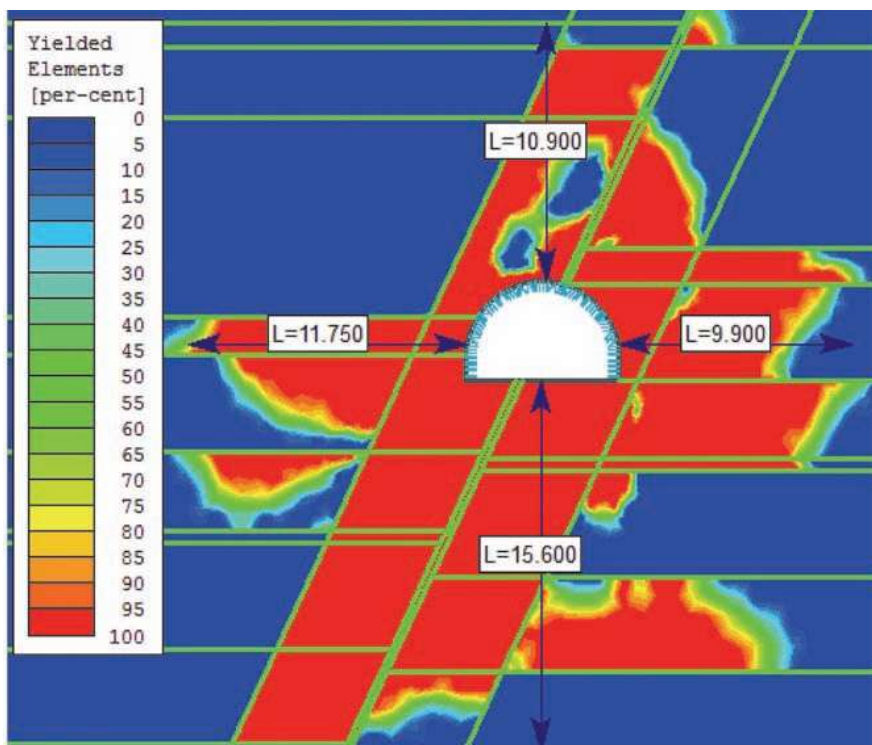


Rys. 11. Mapa naprężeń pionowych σ_1 – baza 757 m
 Fig. 11. The map of vertical stresses σ_1 – station at chainage 757 m

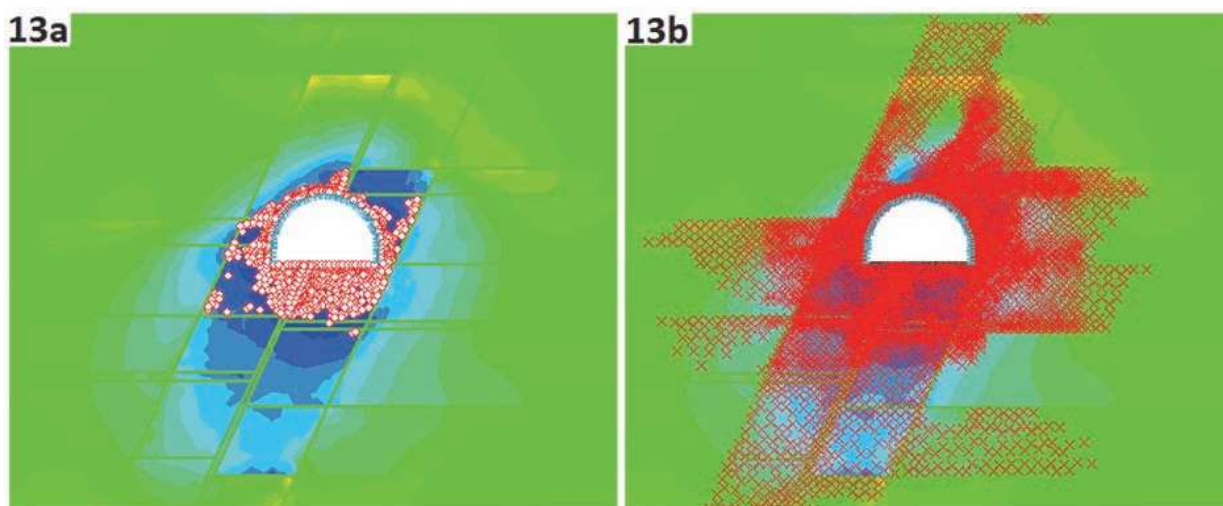
na przekroczenie ich wytrzymałości na ścinanie, która sięga znacznie dalej poza warstwy o obniżonej wytrzymałości wzdłuż płaszczyzny uskokowej (rys. 13b). Niszczenie poprzez ścinanie jest w głównej mierze odpowiedzialne za powstanie rozległej strefy uplastycznienia, pokazanej na rysunku 12.

Porównując stan wyężenia górotworu wokół przedmiotowego chodnika D-2, znajdującego się w otoczeniu uskoku i poza nim, można zauważyć, że strefa zniszczenia w spągu posiada 2,5-krotnie większy zasięg w przypadku drążenia wy-

robiska w strefie uskokowej niż w przypadku wyrobiska niepodlegającego wpływowi uskoku. Dla ociosów jest to średnio 3,5 razy większy zasięg, natomiast dla stropu zasięg ten jest aż około 6–7-krotnie większy. Jednocześnie rozkład zasięgu zniszczenia skał w przypadku wyrobiska znajdującego się w rejonie uskoku jest niesymetryczny. Można także stwierdzić, że generalnie w przypadku wyrobiska znajdującego się w strefie uskoku, którego płaszczyzna przecina wyrobisko korytarzowe pod kątem 65° , zasięg zniszczenia górotworu



Rys. 12. Zasięg strefy uplastycznienia górotworu w otoczeniu wyrobiska – baza 757 m
 Fig. 12. The range of yield zone around the Maingate D-2 – station at chainage 757 m



Rys. 13. Zasięg zniszczenia skał wokół bazy 757 m ze względu na: a) rozciąganie, b) ścinanie
The yielded rock mass elements around the Maingate D-2 – station at chainage 757 m – by: a) tension, b) shear

w pionie sięga 2,5-3,5 wysokości wyrobiska (w stropie do wysokości dwóch zrzutów uskoku, w spągu do 3 zrzutów uskoku), a w poziomie ok. 1,5-1,8 jego szerokości (do dwukrotnej wartości zrzutu uskoku). Zasięg tej strefy ogranicza obecność mocnej warstwy skalnej w otoczeniu wyrobiska (Prusek, Walentek 2015). Na zasięg strefy zniszczenia wpływa także sposób zamodelowania uskoku, jako strefy o osłabionej wytrzymałości lub płaszczyzny uskoku (Ji i in. 2012, Małkowski i in. 2017a, Prusek, Walentek 2015, Wang i in. 2016, Yao i in. 2016), gdzie zasięg zniszczenia jest mniejszy.

Należy podkreślić, że zarówno dla modelu nieobjętego wpływem strefy uskoku oraz modelu wyrobiska drążonego w tej strefie udało się otrzymać wyniki charakteryzujące się dużą zgodnością z wynikami konwergencji wyrobiska otrzymanymi w warunkach *in situ*. Dla wyrobiska drążonego poza strefą uskoku, różnice pomiędzy modelem a pomiarami wynoszą zwykle do kilku centymetrów, co w praktyce górniczej jest pomijalne. Dla wyrobiska objętego oddziaływaniem strefy uskoku różnice te są wyraźniejsze i dotyczą przede wszystkim zmiany szerokości wyrobiska (różnica ok. 26 cm) oraz wypiętrzania spągu (różnica 19 cm). W obu przypadkach jest to ok. 20-procentowa rozbieżność modelu względem rzeczywistości, a więc dla zagadnień mechaniki górotworu niewielka.

Porównanie wartości obliczonych i pomierzonych wartości konwergencji D-2 chodnika dla obu baz pomiarowych pokazano w tabeli 4.

6. Wnioski

1. Modelowanie oddziaływania strefy uskoku na wyrobisko korytarzowe jest problematyczne ze względu na dużą liczbę czynników, które mogą wpływać na stateczność wyrobiska. Wykonane analizy pokazują, że dla celów inżynierskich można to zadanie wykonać za pomocą modelu płaskiego.
2. Przyjęcie w modelu uskoku jako strefy o szerokości 3 m, obniżenie o 50% wartości parametrów wytrzymałościowych w strefie uskoku w porównaniu do górotworu niezaburzonego tektonicznie oraz zastosowanie modelu sprężysto-plastycznego z 20-procentowym osłabieniem pozwoliło otrzymać wyniki obliczeń numerycznych charakteryzujące się dużą zgodnością z wynikami pomiarów konwergencji wyrobiska w warunkach *in situ*. Dotyczy to zarówno modelu nieobjętego wpływem strefy uskoku, jak i modelu wyrobiska drążonego w tej strefie.
3. Na podstawie otrzymanych wyników symulacji numerycznej można stwierdzić, że wykonanie wyrobiska w strefie uskoku skutkuje powstaniem strefy naprężeń ścinających, które swym zasięgiem obejmują głównie ociosy i spąg wyrobiska. Zasięg zniszczenia górotworu w pionie sięga w stropie do wysokości wartości dwóch zrzutów uskoku, w spągu do 3 wartości zrzutów uskoku, a w ociosach do dwukrotnej wartości zrzutu uskoku. Na jego zasięg wpływa przede wszystkim wytrzymałość warstw skalnych znajdujących się poza strefą uskoku.

Tabela 4. Porównanie wielkości konwergencji chodnika D-2 szacowanych i pomierzonych

Table 4. Comparison of the measured and calculated convergence of Maingate D-2

Baza	Rodzaj badania	Uzyskane wyniki								
		Zmiana szerokości wyrobiska		Zmiana wysokości wyrobiska		Wypiętrzanie spągu			Zmiana przekroju poprzecznego wyrobiska	
		ΔS_w [cm]	ΔS_w [%]	Δh_w [cm]	Δh_w [%]	u_{min} [cm]	u_{max} [cm]	u_{sr} [cm]	ΔP_w [m2]	ΔP_w [%]
930 m	in situ	20,0	3,3	38,5	9,1	5,7	35,1	25,8	2,87	13,3
	obliczenia numeryczne	20,0	3,3	38,0	9,0	10,0	34,0	29,5	2,64	12,2
757 m	in situ	73,0	12,0	167,5	39,6	118,0	180,5	148,1	11,67	54,2
	obliczenia numeryczne	99,0	16,2	171,0	40,5	99,0	180,0	155,0	13,09	60,6

4. Różnica w litologii między skrzydłem zrzuconym i wiszącym (przesunięcie warstw skalnych) powoduje powstanie niesymetrycznej strefy uplastycznienia skał wokół wyrobiska, a zasięg tej strefy przyjmuje znacznie większe rozmiary po stronie skrzydła zrzuconego, powodując większe deformacje wyrobiska po omawianej stronie.
5. Konwergencja chodnika o prawidłowo dobranej obudowie znajdującego się w strefie uskoku, nawet o małym 5-metrowym zrzucie, jest 3,5–4,5-krotnie większa niż na odcinkach niezaburzonych tektonicznie. Zmiana szerokości może dochodzić wówczas do 1 m, a wysokości do 1,7-2,0 m, z tym, że na konwergencję pionową wpływa przede wszystkim wypiętrzanie spągu, które wynosi średnio ok. 1,5 m, mogąc lokalnie dochodzić do 1,8 m. Fakt ten zawsze będzie sprawiał problemy z utrzymaniem stateczności wyrobiska korytarzowego na odcinku z osłabionymi i przesuniętymi względem siebie warstwami skalnymi.
6. Należy pamiętać, że każde próby modelowania numerycznego stanu naprężenia i przemieszczenia w otoczeniu wyrobiska powinny być zweryfikowane pomiarami *in situ*. Tylko w ten sposób można skalibrować odwzorowanie numeryczne i dopasować model fizyczny do rzeczywistych warunków geologicznych, w szczególności w przypadku modelowania wyrobiska w naruszonej tektonicznie strefie uskokowej.

Literatura

- BRODNY J. 2011 - Tests of friction joints in mining yielding supports under dynamic load. Archives of Mining Sciences, vol. 56, no 2, s. 303–318.
- BRODNY J. 2012 - Analysis of operation of new construction of the frictional joint with the resistance wedge. Archives of Mining Sciences, vol. 57, no 1, s. 209–227.
- Dokumentacja techniczna chodnika D-2 kopalni KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, materiały niepublikowane.
- HONGWEI W., YAODONG J., SHENG X., LINGTAO M., ZHINAN L., DAIXIN D., DENGQIANG Z. 2016 - Influence of fault slip on mining-induced pressure and optimization of roadway support design in fault-influenced zone. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, Vol. 8, s. 660–671.
- JI H.G., MA H.S., WANG J.A., ZHANG Y.H., CAO H. 2012 - Mining disturbance effect and mining arrangements analysis of near-fault mining in high tectonic stress region. Safety Science no 50, s. 649-654.
- JIE G., WEI Z., YAN L., JING-HUI Z., GUANYU Y. 2014 - Control Mechanism and Countermeasures for the Stability of Roadway Surrounding Rock in Fault Fracture Zone. China University of Mining & Technology.
- KIDYBIŃSKI A. 1982 - Podstawy geotechniki kopalnianej. Wydawnictwo Śląsk.
- LIU J., JING J., FENG Y., WU L., ZHANG P. 2014 - Study on Grouting Anchor Cable Supporting Technology of Roadway through Extra Large Fault Fracture Zone. Taishan Academic Forum – Project on Mine Disaster Prevention and Control, Atlantis Press, s.114-118.
- MAŁKOWSKI P. 2010 - Wykorzystanie badań laboratoryjnych i kopalnianych do określenia stałych warunków Hoeka–Brown. „Przeгляд Górnicy” nr 11, s. 46-52.
- MAŁKOWSKI P., OSTROWSKI Ł. 2014 - Wpływ właściwości mechanicznych skał otaczających wyrobisko korytarzowe na zjawisko wypiętrzania spągu. „Przeгляд Górnicy” nr 12, s. 78-90.
- MAŁKOWSKI P., OSTROWSKI Ł., BACHANEK P. 2017a - Modelling the Small Throw Fault Effect on the Stability of a Mining Roadway and Its Verification by In Situ Investigation. Energies, no 10, 2082; doi:10.3390/en10122082.
- MAŁKOWSKI P., OSTROWSKI Ł., BACHANEK P. 2017b - The impact of the low throw fault on the stability of roadways in a hard coal mine. Studia Geotechnica et Mechanica, Vol. 39, No. 1, s. 63-72.
- NIEĆ M. 1990 - Geologia kopalniana. Wydawnictwo Geologiczne, Warszawa.
- PRUSEK S., WALENTEK A. 2015 - Ocena zmian zachodzących w górotworze w bezpośrednim otoczeniu ściany w pobliżu uskoku. „Wiadomości Górnicy” nr 12, s. 610-622.
- SHEN H. C., CHENG Y. F., WANG J. Y. 2007 - Finite element study on the effects of faults on the ground stress field. Petroleum Geology and Oilfield Development in Daqing, No 4, s. 34-37.
- Uprozczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny. Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2001.
- WANG H., JIANG Y., XUE S., MAO L., LIN Z., DENG D., ZHANG D.S. 2016 - Influence of fault slip on mining-induced pressure and optimization of roadway support design in fault-influenced zone. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, no 8, s. 660-671.
- XI X., GUO Q., LIU T., YAN Z. 2015 - Comprehensive Monitoring and Stability Assessment of Roadway with Water Gushing in a Fault Zone. The Electronic Journal of Geotechnical Engineering, Vol. 20, s. 3895-3901.
- YAO Q., LI X., PAN F., WANG T., WANG G. 2016 - Deformation and Failure Mechanism of Roadway Sensitive to Stress Disturbance and Its Zonal Support Technology. Shock and Vibration, Vol. 6, s. 1-14.
- Zasady projektowania i doboru obudowy wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny, Wydanie II – poprawione. Instytut Eksploatacji Złóż, Politechnika Śląska, Gliwice 2000.

Artykuł wpłynął do redakcji – styczeń 2018
Artykuł akceptowano do druku 24.01.2018