

Wojciech Masny*

WPLYW OBUDOWY KOTWIOWO-CIĘGNOWEJ NA STATECZNOŚĆ GÓROTWORU OTACZAJĄCEGO WYROBISKO**

Streszczenie

W artykule przedstawiono wyniki modelowania numerycznego obudowy kotwiowo-cięgnowej (OK-C), przy wykorzystaniu programu MRS FLAC. W celu ujęcia zmiennych właściwości górotworu przygotowano trzy zestawy parametrów charakteryzujących warstwy skalne w modelu, a także przeanalizowano oddziaływanie zmiennych impulsów dynamicznych na zachowanie się tego typu obudowy.

Impact of bolt-truss support on the stability of rock mass surrounding the road working

Abstract

The article presents the results of numerical modelling of bolt-truss support (OK-C) using the MRS FLAC programme. In order to express the changeable rock mass properties, three sets of parameters characterising the rock layers in the model were prepared, as well as the impact of changeable dynamic impulses on the behaviour of this type of support has been analysed.

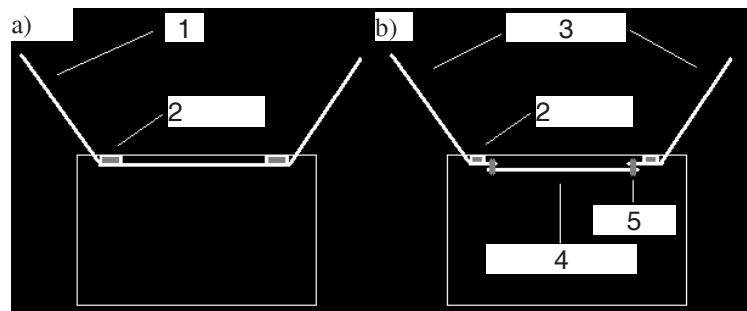
WPROWADZENIE

Obudowa kotwiowo-cięgnowa (OK-C) wyrobisk korytarzowych o przekroju prostokątnym jest stosowana w górnictwie światowym od lat 60. ubiegłego wieku (Luo 1999), a została opatentowana przez White'a w 1970 roku. Konstrukcja takiej obudowy jest nieskomplikowana i niedroga, gdyż wykorzystuje się kotwie w połączeniu z liną bądź też same liny. Wyróżnić można jej dwa zasadnicze układy, tj. jednoczęściowy (Dolinar, Tadolini, Blackwell 1996) oraz trzyczęściowy (Oldsen i in. 1997) – rysunek 1.

W Stanach Zjednoczonych obudowę OK-C stosuje się najczęściej w kopalniach węgla kamiennego jako obudowę dodatkową, w miejscach występowania słabego stropu lub znacznych naprężeń górotworu, w których sama obudowa kotwiowa może być niewystarczająca do zapobiegania opadom stropu, wynikającym z powstałych spękań i szczelin ponad horyzontem zakotwienia (Mark 2000). W takich przypadkach obudowa kotwiowo-cięgnowa może być niezbędna do utrzymania stateczności wyrobiska.

* Główny Instytut Górnictwa

** Niniejszy artykuł jest wynikiem projektu badawczego własnego MNiSW N524 037 32/3980 realizowanego w Głównym Instytucie Górnictwa. Projekt obejmuje lata 2007–2009.



Rys. 1. Typowy schemat obudowy kotwiono-ciężnowej: a – jednoczęściowej, b – trzyczęściowej; 1 – lina stalowa, 2 – podkładka, 3 – kotwie linowe, 4 – ciężno poziome, 5 – złącze

Fig. 1. Typical scheme of bolt-truss support: a – one-part, b – three-part; 1 – steel rope, 2 – bracket, 3 – glue-in rope bolts, 4 – horizontal tie rod, 5 – joint

Jak podaje Barczak (2001), obudowy OK-C funkcjonują raczej jako element przenoszący obciążenie zniszczonego już stropu, jednak stosunkowo w niedużym stopniu zapobiegają występowaniu spękań i szczelin, co jest spowodowane bezpośrednio ich małą sztywnością, która jest nawet około pięciokrotnie mniejsza od najsłabszego czteropunktowego kasztu. Bezpośrednią konsekwencją tego – w warunkach dołowych – jest niewielka możliwość wczesnego zapobiegania deformacjom stropu. W takim przypadku może być zasadne wspólne stosowanie klasycznego kotwienia wraz z obudową OK-C, głównie ze względu na niedopuszczenie do powstania szczelin i spękań w stropie.

W polskim górnictwie węglowym obudowa OK-C jest praktycznie niestosowana (Cała 2001), dlatego też w niniejszym artykule przedstawiono analizę jej działania, przy wykorzystaniu modelowania numerycznego zarówno w warunkach obciążeń statycznych, dynamicznych, jak i różnych parametrów opisujących górotwór.

1. PARAMETRY WEJŚCIOWE MODELU NUMERYCZNEGO

W przypadku modelowania obciążeń dynamicznych (pochodzących od wstrząsów górotworu), całość symulacji jest przeprowadzana w dwóch etapach. W pierwszym etapie jest wykonywana analiza statyczna, tzn. oblicza się stan naprężeniowo-odkształceniowy, wynikający z usytuowania wyrobiska na odpowiedniej głębokości (Pilecki i in. 1999). W obliczeniach uwzględnia się głębokość, na jakiej wykonano wyrobisko, układ litologiczny warstw, parametry mechaniczne górotworu, kształt przekroju poprzecznego wyrobiska oraz ewentualnie parametry zastosowanej obudowy. W drugim etapie modelowania, tzn. w analizie dynamicznej, są uwzględniane (Itasca 2005):

- impuls dynamiczny oraz warunki brzegowe,
- tłumienie w modelu,
- propagacja fali w modelu.

W celu rozwiązania postawionego problemu został zbudowany model górotworu jako ośrodka ciągłego, warstwowanego, w płaskim stanie odkształcenia, składający się

z 10 000 elementów i podzielony siatką obliczeniową o oczkach $0,5 \times 0,5$ m. Do obliczeń statycznych na krawędziach bocznych przyjęto warunki przemieszczeniowe. Na obu bocznych krawędziach założono zerowe przemieszczenia poziome, zaś na dolnej – zerowe przemieszczenia pionowe. Krawędź górną modelu obciążono dodatkowym ciśnieniem pionowym o wartości odpowiadającej obciążeniu nadkładu. Ostatecznie, w obrębie modelowanego wyrobiska uzyskano pierwotne naprężenie pionowe rzędu 15 MPa, co odpowiadało głębokości około 600 m. Dla górotworu przyjęto model konstytutywny ośrodka sprężysto-idealnie plastycznego z warunkiem wytrzymałościowym Coulomba-Mohra.

W celu ujęcia zmiennych właściwości górotworu Górnośląskiego Zagłębia Węglowego podzielono go (Kidybiński 1982) na trzy umowne grupy – tablica 1.

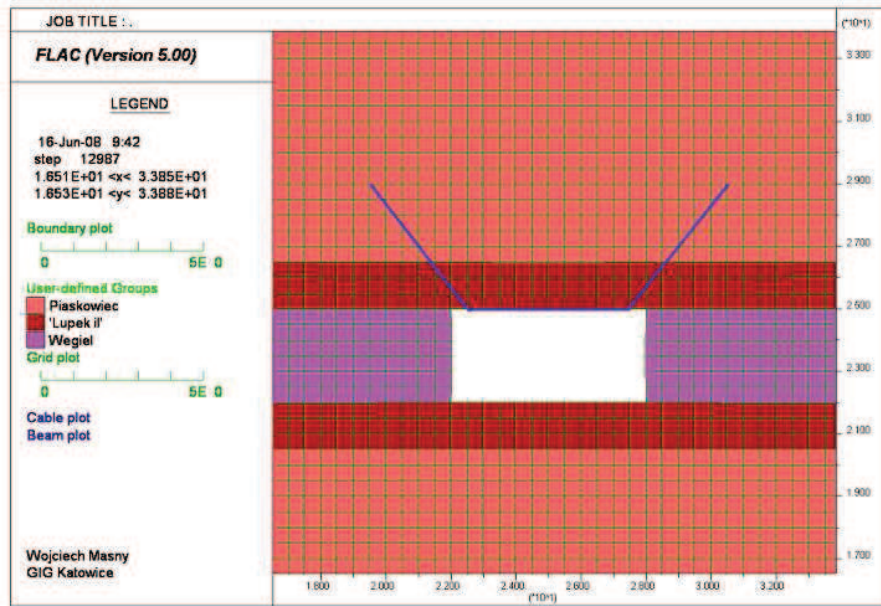
Tablica 1. Przyjęte parametry wytrzymałościowe i odkształceniowe dla poszczególnych grup górotworu

Materiał	Gęstość objętościowa	Kąt tarcia wewnętrzznego	Kohezja	Moduł Younga	Liczba Poissona	Wytrzymałość na rozciąganie
	ρ kg/m ³	ϕ stopnie	c MPa	E GPa	ν –	R_r MPa
Górotwór o małych parametrach						
Węgiel	1300	21	1,8	1,8	0,35	0,6
Łupek ilasty	2400	23	3,9	6,0	0,22	1,4
Piaskowiec	2400	30	5,5	8,0	0,22	2,3
Górotwór o średnich parametrach						
Węgiel	1300	22	3,0	2,8	0,35	0,8
Łupek ilasty	2400	25	6,0	9,0	0,22	2,2
Piaskowiec	2400	31	9,0	12,0	0,22	3,2
Górotwór o dużych parametrach						
Węgiel	1300	24	5,0	4,0	0,35	1,5
Łupek ilasty	2400	27	13,5	12,0	0,22	4,5
Piaskowiec	2400	33	16,0	16,0	0,22	5,0

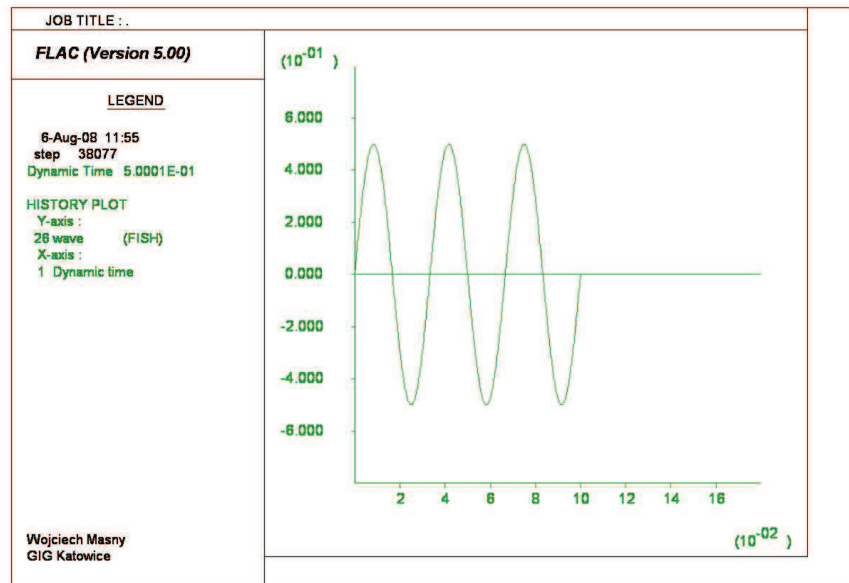
W obliczeniach przyjęto, że wyrobisko ma wymiary $6,0 \times 3,0$ m. Obudowa kotwiowo-ciężnowa została zamodelowana z wykorzystaniem dwóch pięciometrowych kotwi linowych (z lin stalowych lub strunowych), połączonych za pomocą ciężka poziomego. Założono także, że sztywność spoiwa wynosi 20 MN/m/m, spójność spoiwa 0,20 MN/m, zaś maksymalna siła osiowa, jaką może przenieść ciężno, 0,2 MN. Wycinek wspomnianego modelu (ok. 1200 elementów) oraz wyrobisko z obudową i układem warstw, który w całym toku modelowania pozostawał niezmienny, przedstawiono na rysunku 2.

Po obliczeniach statycznych dokonano zmian w modelu przykładając impuls dynamiczny na górnym jego brzegu oraz wprowadzając na obu bocznych ścianach elementy symulujące obszar nieskończony (*free-field boundaries*). Założenie takie powodowało, że fale propagując w dół modelu nie ulegały zniekształceniom wskutek oddziaływania jego granic, ponieważ zostały zapewnione warunki podobne do warunków spotykanych w modelu nieskończonym (Itasca 2005). Impuls źródłowy opisano za pomocą sinusoidy o częstotliwości 30 Hz, czasie trwania 0,1 s oraz maksymalnej początkowej prędkości drgań cząstek górotworu $V_x = 0,5$ m/s – rysunek 3 (impuls I) lub $V_x = 1,0$ m/s (impuls II). Dodatkowo w modelu wprowadzono 4% tłumienie Ray-

leigha dla częstotliwości 20 Hz, które określono na podstawie obserwacji zachowania modelu (Itasca 2005). Czas trwania obliczeń ustalono na 0,5 s (skutki oddziaływania dynamicznego).

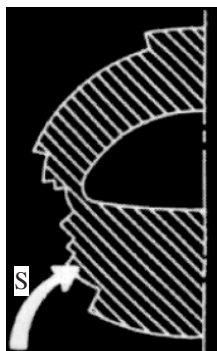


Rys. 2. Układ warstw w modelu oraz obudowa kotwiowo-cięgnowa
 Fig. 2. Layer system in the model and bolt-truss support



Rys. 3. Impuls źródłowy $V_x = 0,5$ m/s
 Fig. 3. Source impulse $V_x = 0.5$ m/s

W celu porównania stref zniszczeń powstałych wokół wyrobiska wykorzystano przedstawiony w publikacjach (Genis, Gercek 2003; Genis, Özarlan 2004; Gercek, Genis 1999) wskaźnik stref uplastycznienia (*Index of Yield Zone*), który jest stosunkiem powierzchni obszaru uplastycznionego wokół wyrobiska do jego powierzchni przekroju poprzecznego – rysunek 4.

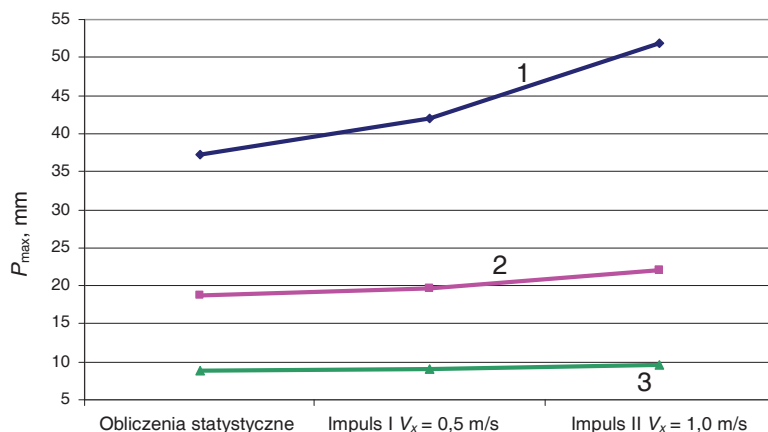


Rys. 4. Strefa uplastyczniona S określona na podstawie analizy sprężysto-plastycznej (Genis, Özarlan 2004)

Fig. 4. Yield zone S determined on the basis of elastic-plastic analyses (Genis, Özarlan 2004)

2. WYNIKI OBLICZEŃ NUMERYCZNYCH

Przemieszczenia stropu w zależności od przyjętych parametrów górotworu oraz etapu obliczeń, przedstawiono na rysunku 5.



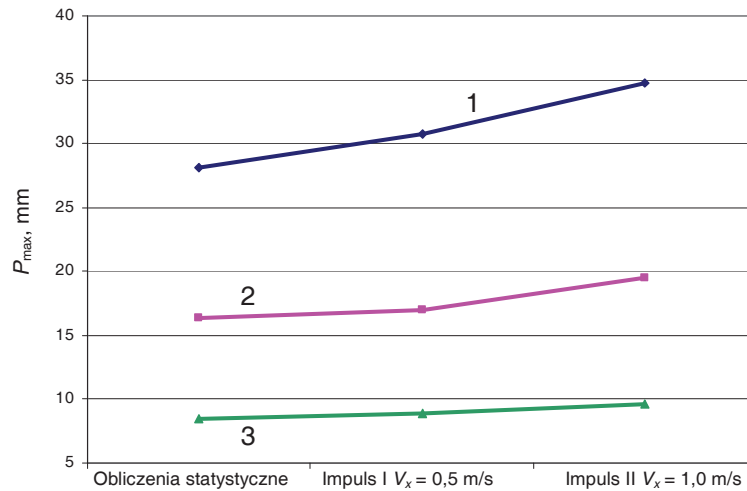
Rys. 5. Przemieszczenia stropu P_{max} w zależności od parametrów górotworu oraz etapu obliczeń:
1 – małe, 2 – średnie, 3 – duże parametry wytrzymałościowe

Fig. 5. Roof displacements P_{max} dependent on rock mass parameters and calculation stage:
1 – low, 2 – medium, 3 – high strength parameters

Można zauważyć (rys. 5), że przemieszczenia były uzależnione zarówno od przyjętych parametrów górotworu, jak i od zadanego impulsu źródłowego. Już na etapie

obliczeń statycznych przemieszczenia górotworu o małych parametrach były ponad czterokrotnie większe od charakterystycznych dla dużych parametrów oraz prawie dwukrotnie większe od średnich. Z przebiegu krzywych natomiast wynika, że wpływ oddziaływania dynamicznego był najbardziej widoczny w przypadku skał o małych parametrach. Wzrost przemieszczeń po przyłożeniu impulsu I, w odniesieniu do obliczeń statycznych, wyniósł prawie 13%, zaś impulsu II – 39%, co odpowiada wartościom odpowiednio 4,7 oraz 14,5 mm. W przypadku górotworu natomiast, opisanego za pomocą średnich parametrów, symulowany wstrząs spowodował najpierw wzrost przemieszczeń o 4%, by przy impulsie II osiągnąć wartość 17%. Jeżeli wokół wyrobiska występowały skały o dużych parametrach, to uzyskane – w wyniku modelowania numerycznego – przemieszczenia stropu były już znacznie mniejsze. Impuls I spowodował ich wzrost o około 1%, natomiast impuls II o prawie 7%.

Z badań przemieszczeń spągu wyrobiska (rys. 6) wynika, że istnieje współzależność między nimi a przemieszczeniami stropu.



Rys. 6. Przemieszczenia spągu P_{\max} w zależności od parametrów górotworu oraz etapu obliczeń: 1 – małe, 2 – średnie, 3 – duże parametry wytrzymałościowe

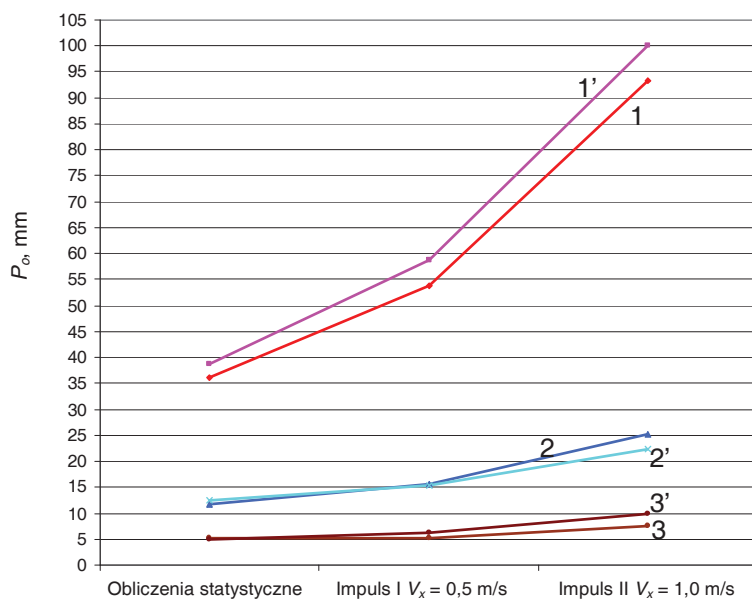
Fig. 6. Floor displacements P_{\max} dependent on rock parameters and calculation stage: 1 – low, 2 – medium, 3 – high strength parameters

Dla górotworu o najmniejszych parametrach z przyjętych do obliczeń, różnice między przemieszczeniami stropu i spągu były największe i osiągały na przykład w przypadku obliczeń dynamicznych 17,1 mm (impuls II). Dla pośrednich parametrów opisujących górotwór różnice te były już znacznie mniejsze (maksymalnie 2,6 mm), zaś w ostatnim przypadku, tj. górotworu o dużych parametrach, wyniki przemieszczeń stropu i spągu były niemalże identyczne.

Porównanie maksymalnych przyrostów przemieszczeń spągu, tzn. impulsu II w stosunku do obliczeń statycznych, wykazało, że dla górotworu o małych oraz średnich parametrach wyniosły one odpowiednio 23 oraz 20%, co oznacza bezpośrednio, że były mniejsze niżeli odnotowane w przypadku przemieszczeń stropu. Jedynie dla

skał o dużych parametrach maksymalne przyrosty ruchu spągu okazały się większe aniżeli stropu, gdyż wyniosły 13%.

Największe zmiany zaobserwowano w przypadku przemieszczeń ociosów – rysunek 7.



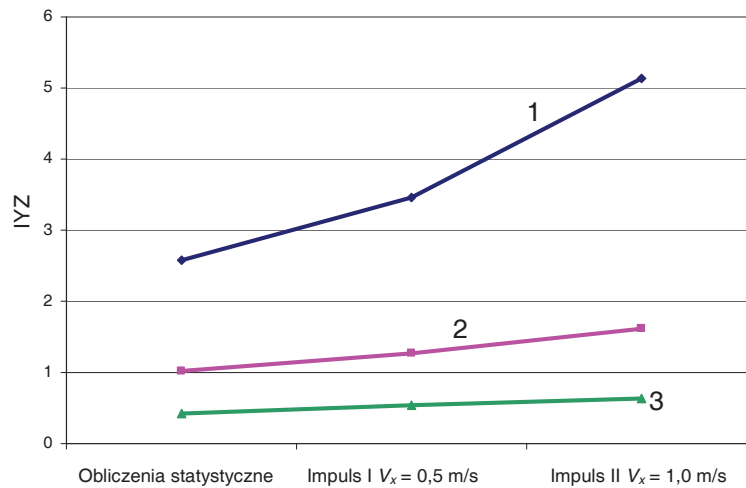
Rys. 7. Przemieszczenia ociosu P_o w zależności od parametrów górotworu oraz etapu obliczeń: 1 – małe, 2 – średnie, 3 – duże parametry wytrzymałościowe (ocios P), 1' – małe, 2' – średnie, 3' – duże parametry wytrzymałościowe (ocios L)

Fig. 7. Sidewall P_o displacements dependent on rock mass parameters and calculation stage: 1 – low, 2 – medium, 3 – high strength parameters (sidewall P), 1' – low, 2' – medium, 3' – high strength parameters (sidewall L)

Wynika z niego wyraźnie, że w kolejnych etapach obliczeń uzyskano znaczny wzrost przemieszczeń zarówno w przypadku ociosu lewego (L), jak i prawego (P), co oznacza dla skał o małych parametrach przyrost prawie 2,5-krotny, w porównaniu z obliczeniami statycznymi oraz przyłożonym impulsem II. Takie zachowanie się górotworu wokół wyrobiska może oznaczać konieczność wzmocnienia ociosów za pomocą, na przykład kotwienia, jeżeli skały nie mają wystarczających parametrów wytrzymałościowych.

Wskaźnik stref uplastycznionych (IYZ) w zależności od parametrów wejściowych modelu oraz etapu obliczeń przedstawiono na rysunku 8. Wskaźnik ten, jak omówiono wcześniej, odzwierciedla wielkość obszaru zniszczenia wokół wyrobiska, ponieważ jest on ilorazem powierzchni przekroju strefy uplastycznionej do powierzchni przekroju poprzecznego wyrobiska. Według (Cała i in. 2001) strefy uplastycznienia, w pewnym przybliżeniu, mogą być utożsamiane ze strefami zniszczenia.

Jak potwierdziły przeprowadzone obliczenia, wskaźnik ten jest uzależniony w znacznym stopniu zarówno od parametrów charakteryzujących górotwór, jak i wartości impulsu dynamicznego.



Rys. 8. Wskaźnik stref uplastycznionych IYZ w zależności od parametrów górotworu oraz etapu obliczeń: 1 – małe, 2 – średnie, 3 – duże parametry wytrzymałościowe

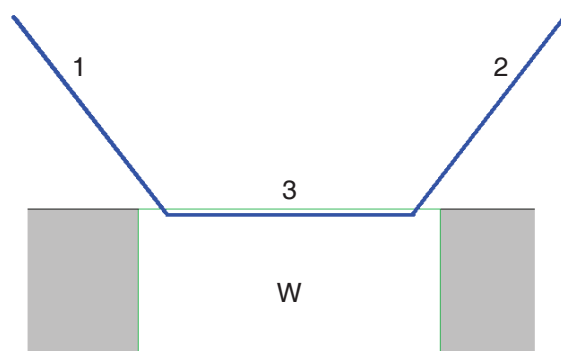
Fig. 8. Index of plasticised zones IYZ dependent on rock mass parameters and calculation stage: 1 – low, 2 – medium, 3 – high strength parameters

Obserwując przebieg krzywych (rys. 8) można zauważyć, że największy wpływ impulsów dynamicznych na zasięg strefy zniszczenia był związany ze skałami o małych parametrach wytrzymałościowych. Oznacza to, że już przy mniejszym obciążeniu dynamicznym (impuls I) wskaźnik stref uplastycznionych wzrastał w odniesieniu do obliczeń statycznych aż o 35%, podczas gdy w pozostałych dwóch przypadkach w podobnym zakresie 25–26%. Jeszcze bardziej była widoczna ta zależność w przypadku oddziaływania impulsu II w stosunku do fazy statycznej, ponieważ przyrost dla najsłabszego górotworu osiągał prawie 100%, gdy w pozostałych nie przekraczał 60%. Fakt ten ma zatem znaczenie przy projektowaniu wyrobisk, bowiem w przypadku słabszego górotworu, w sytuacji gdy jest spodziewane oddziaływanie impulsów dynamicznych (wstrząsów górotworu) jest konieczne zastosowanie większych środków przeciwdziałających skutkom, aniżeli w sytuacjach, kiedy górotwór charakteryzują większe parametry wytrzymałościowe (np. zmniejszenie podziałki obudowy, dodatkowe kotwienie).

Podczas obliczeń numerycznych monitorowano również siły osiowe w poszczególnych odcinkach obudowy kotwiowo-ciężnowej. Ich rozmieszczenie przedstawiono na rysunku 9.

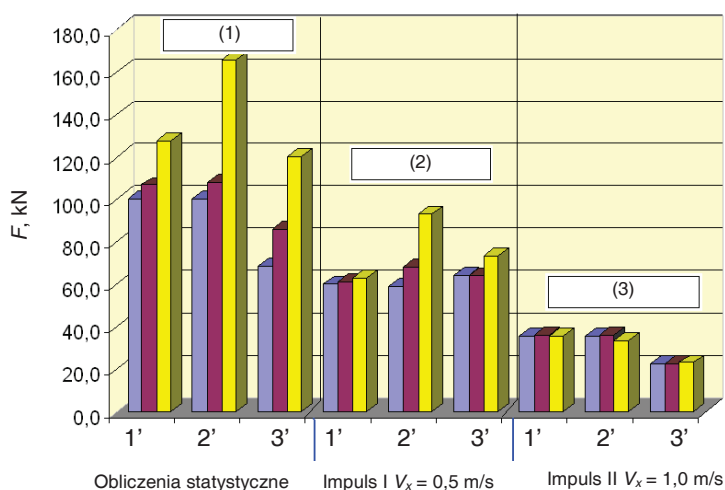
Uzyskane wartości sił osiowych w zależności od parametrów charakteryzujących górotwór, etapu obliczeń oraz monitorowanych odcinków przedstawiono na rysunku 10.

W żadnym z analizowanych przypadków nie doszło do uszkodzenia któregoś z elementów systemu OK-C. Maksymalne odnotowane siły osiowe wyniosły 165,7 kN i były właściwe dla odcinka 2, przy zadanym impulsie II, dla górotworu o małych parametrach wytrzymałościowych.



Rys. 9. Rozmieszczenie monitorowanych odcinków (1, 2, 3) obudowy kotwiowo-ciężnowej: W – wyrobisko

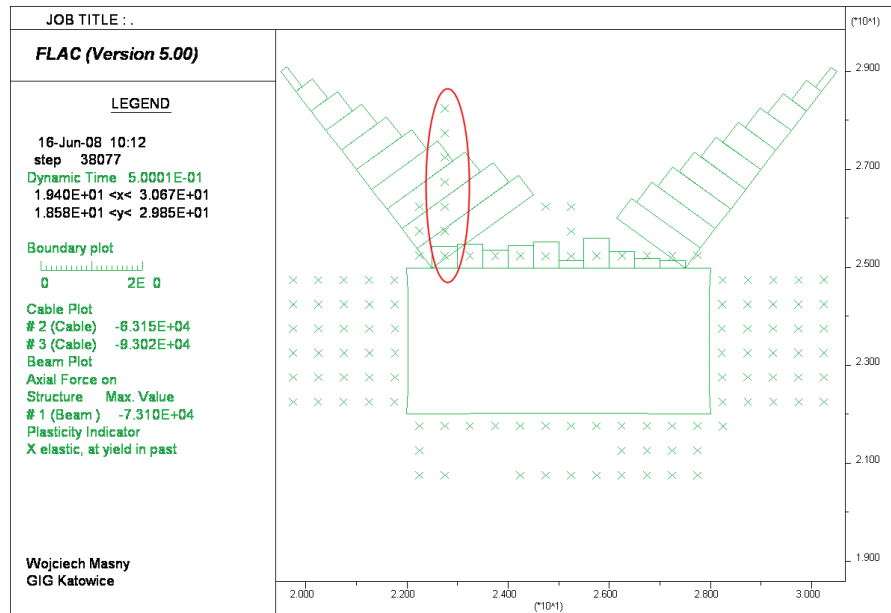
Fig. 9. Arrangement of monitored sections of (1, 2, 3) of bolt-truss support: W – road working



Rys. 10. Siły osiowe w poszczególnych odcinkach obudowy kotwiowo-ciężnowej: 1', 2', 3' – numery monitorowanych odcinków obudowy kotwiowo-ciężnowej, 1 – małe, 2 – średnie, 3 – duże parametry wytrzymałościowe

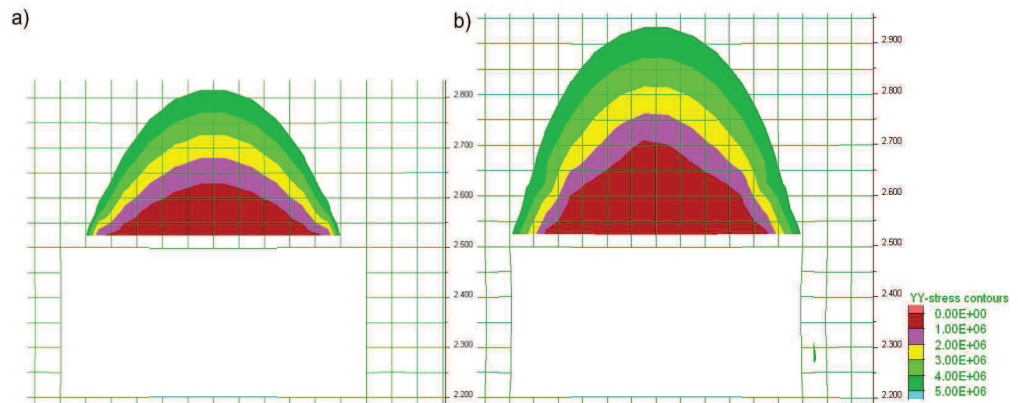
Fig. 10. Axial forces in individual bolt-truss support sections: 1', 2', 3' – numbers of monitored bolt-truss support sections, 1 – low, 2 – medium, 3 – high strength parameters

Jak można również zauważyć, w przypadku dużych parametrów wytrzymałościowych górotworu siły osiowe rejestrowane pod koniec obliczeń, czyli 0,5 s po zadaniu któregośkolwiek z impulsów dynamicznych, nie uległy praktycznie żadnym zmianom. Również w sytuacji, kiedy wokół wyrobiska został zamodelowany górotwór o średnich parametrach, zmiany w stosunku do fazy statycznej nie były aż tak znaczne, tj. odcinek 1' maksymalnie 5%, odcinek 3' (ciągnio poziome) około 14%. Jedynie w przypadku impulsu II na odcinku 2' pojawiła się znaczna zmiana sił osiowych w stosunku do obliczeń statycznych, tj. ponad 57%, co dało w rezultacie siłę osiową o wartości 93 kN, a co było spowodowane pojawieniem się znacznego uszkodzenia górotworu w okolicach lewego naroża wyrobiska (rys. 11).



Rys. 11. Strefy uplastycznienia oraz siły osiowe
 Fig. 11. Plasticizing zones and axial forces

Na rysunku 12 zaprezentowano wpływ parametrów charakteryzujących górotwór na zmianę pola naprężeń na etapie obliczeń statycznych.



Rys. 12. Zmiana pola naprężeń: a – obliczenia dla górotworu o dużych, b – o małych parametrach wytrzymałościowych
 Fig. 12. Change of stress field: a – calculations for rock mass with high, b – with low strength parameters

Analizując wyniki przedstawione na rysunku 12 można stwierdzić, że zmiana parametrów górotworu spowodowała znaczne zwiększenie się strefy zmniejszonych naprężeń do 4,5 m w strzałce wyrobiska dla przypadku małych parametrów wytrzymałościowych górotworu, wobec 3,1 m (rys. 12a), przy zastosowanych dużych parametrach. Oznacza to zatem wzrost o 45%. Przedstawione na wybranym przykładzie

różnice w zasięgu strefy zmniejszonych naprężeń miały niewątpliwy wpływ na wyniki obciążenia (siły osiowe) systemu obudowy kotwiowo-ciężnowej, co zostało przedstawione na rysunku 10.

PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Obudowy kotwiowo-ciężnowe mogą stanowić alternatywę dla dotychczas stosowanych w polskim górnictwie węglowym obudów przy prostokątnym przekroju poprzecznym wyrobisk. Niezależnie od tego czy obudowa taka będzie traktowana jako obudowa podstawowa lub też wzmacniająca, skuteczność tego typu rozwiązania została potwierdzona wieloletnimi doświadczeniami zagranicznymi. Jej niewątpliwą zaletą jest łatwość montażu, a także niskie koszty materiałów, transportu oraz zabudowy.

Do projektowania i doboru systemów obudowy kotwiowo-ciężnowej można wykorzystywać modelowanie numeryczne. Zastosowanie modelowania pozwala na przeprowadzenie analiz pod kątem prawidłowości doboru lub też zachowania się obudowy w warunkach wystąpienia wstrząsów górotworu w stosunkowo krótkim czasie.

Prawidłowe funkcjonowanie obudów OK-C jest zależne od górotworu, w jakim zostały one zabudowane, a ich zastosowanie w konkretnych warunkach geologiczno-górnicznych powinno być poprzedzone analizą właściwości górotworu.

Mając na uwadze wszelkie ograniczenia wynikające z zastosowania modelowania numerycznego należy szczególną uwagę zwrócić na parametryzację modeli, tak aby uzyskiwane wyniki nie odbiegały od rejestrowanych w warunkach rzeczywistych.

Literatura

1. Barczak T.M. (2001): Mistakes, Misconceptions, and Key Points Regarding Secondary Roof Support Systems. Proceedings of the 20th International Conference on Ground Control in Mining. Morgantown, WV, West Virginia University, s. 347–356.
2. Cała M., Flisiak J., Tajduś A. (2001): Mechanizm współpracy kotwi z górotworem o zróżnicowanej budowie. Kraków, Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria z Lampką Górnictwem nr 8.
3. Dolinar D.R., Tadolini S.C., Blackwell D.V. (1996): High horizontal movements in long-wall gate roads controlled by cable support systems. Proceedings of the 15th International Conference on Ground Control in Mining. Golden, Colorado School of Mines, s. 497–509.
4. Genis M., Gercek H. (2003): A numerical study of seismic damage to deep underground openings. ISRM 2003 – Technology Roadmap for Rock Mechanics, South African Institute of Mining and Metallurgy, s. 351–355.
5. Genis M., Özarlan A. (2004): The Effect of Earthquake Loads on the Stability of Supported Underground Openings. Aachen International Mining Symposia – Roofbolting in Mining, Aachen, RWTH s. 385–395.
6. Gercek H., Genis M. (1999): Effect of anisotropic in situ stresses on the stability of underground opening. Proc. of the 9th Int. Congress on Rock Mechanics, Vol. 1, ISRM Rotterdam, Balkema s. 367–370.
7. Itasca (2005): FLAC^{2D} Optional features: Dynamic analysis. Minneapolis, Itasca Consulting Group.
8. Kidybiński A. (1982): Podstawy geotechniki kopalnianej. Katowice, Wydaw. „Śląsk”.

9. Luo J.L. (1999): A new rock bolt design criterion and knowledge-based expert system for stratified roof. Blacksburg, Virginia (Praca doktorska).
10. Mark C. (2000): Design of roof bolt systems. Proceedings: New Technology For Coal Mine Roof Support. U.S. Department of Health and Human Services, Pittsburgh, PA, s. 111–131.
11. Oldsen J.G. i inni (1997): Continuing development of innovative cable suport systems. Proceedings of the 16th International Conference on Ground Control in Mining. Morgantown, WV, West Virginia University, s. 117–129.
12. Pilecki Z. i inni (1999): Analiza dynamiczna oddziaływania wstrząsu górniczego na wyrobisko. Pubs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. M-22 (310), s. 365–373.
13. White C.C. (1970): Roof Support of Underground Mines and Opening. Patent Nr 3505824. U.S. Patent Office. Washington D.C.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński