

Wojciech Masny\*

## PARAMETRY OPTYMALIZACJI OBUDOWY KOTWOWO-CIĘGNOWEJ (OK-C) OKREŚLONE NA PODSTAWIE BADAŃ MODELU NUMERYCZNEGO FLAC

### Streszczenie

W artykule przedstawiono podstawowe parametry, które należy uwzględnić podczas projektowania obudowy kotwowo-ciężnowej. Przeanalizowano: długość kotwi stropowych, odległość wykonania otworów od ociosów oraz kąt ich nachylenia do płaszczyzny stropu, a także stosowanie naciągu wstępnego. Analizę parametrów przeprowadzono na podstawie przeglądu dotychczasowych doświadczeń zagranicznych z zakresu stosowania tego typu obudów oraz obliczeń numerycznych z wykorzystaniem programu FLAC bazującego na metodzie różnic skończonych.

### Optimization parameters of truss-bolt support (OK-C) determined on the basis of FLAC numerical model test

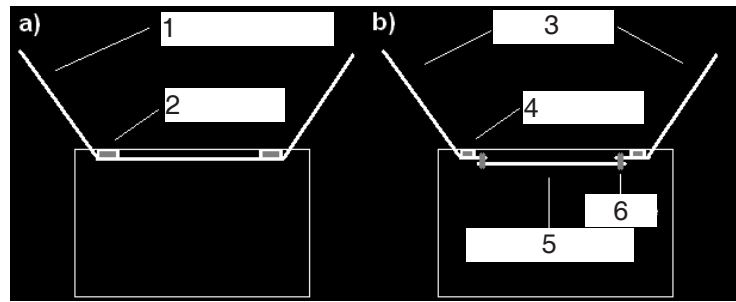
### Abstract

In this article the basic parameters that should be taken into account while designing a truss-bolt support have been presented. It has been analysed: the length of roof bolts, the distance of carrying out holes from the side walls and the angle of their inclination in relation to the roof surface, and also the application of primary tension. The analysis of the parameters has been carried out on the basis of hitherto foreign experience in the domain of such supports application and numerical calculation with taking advantage of FLAC program which is based on the finite difference method.

### WPROWADZENIE

Obudowa kotwowo-ciężnowa (OK-C) jest znana już od lat 60. ubiegłego wieku (Luo 1999), przy czym patent na nią formalnie uzyskał White w 1970 roku (White 1970). Konstrukcja obudowy jest nieskomplikowana i niedroga, gdyż wykorzystuje się kotwie w połączeniu z liną lub prętem bądź też same liny (Masny 2008). Można wyróżnić jej dwa zasadnicze układy: jednoczęściowy (Dolinar, Tadolini, Blackwell 1996) i trzyczęściowy (Oldsen i in. 1997) – rysunek 1. Obudowa ta jest stosowana w kopalniach węgla kamiennego w USA, głównie ze względu na liczne zalety, jak prosty montaż, wykorzystanie standardowych kotwiarek oraz ładunków klejowych dostępnych na rynku. Do zabudowy obudowy kotwowo-ciężnowej można również zastosować spoiwo cementowe, przy czym zagęszczony zaczyn cementowy może być zatłaczany, np. za pomocą prostej instalacji, opisanej w publikacji (Nielacny, Setlak, Siodłak 2009), a wprowadzanie kotwi bądź lin do otworów – ręcznie. Niepodważalne są także korzyści ekonomiczne, jakie można osiągnąć stosując OK-C. Wykazano, że w stosunku do klasycznej obudowy ŁP koszty materiałów można zmniejszyć o około połowę (Kidybiński, Nierobisz 2008).

\* Główny Instytut Górnictwa.



**Rys. 1.** Typowy schemat obudowy kotwowo-ciężnowej: a – jednoczęściowej, b – trzyczęściowej: 1 – lina, 2 i 4 – podkładki, 3 – kotwie linowe, 5 – ciężno poziome, 6 – złącze (Masny 2008)

**Fig. 1.** Typical diagram of the truss-bolt support a – one-partial, b – three-partial: 1 – rope, 2 end 4 – washers, 3 – linear bolts, 5 – level string, 6 – connection (Masny 2008)

Z praktycznego punktu widzenia (głównie ze względu na to, że w polskim górnictwie węglowym wyrobiska o przekroju prostokątnym stanowią rzadkość) obudowę kotwowo-ciężnową można stosować:

- na skrzyżowaniach wyrobisk korytarzowych (Cała, Flisiak, Tajduś 2001),
- przy samodzielnej obudowie kotwowej w celu zwiększenia podziałki lub też doraznie, gdy występują skały stropowe mające skłonność do odspajania się od masywu,
- w przecinkach ścianowych, gdzie stosuje się obudowy spłaszczone, np. obudowę łukowo-prostą podatną ŁPrP zarówno w celu zwiększenia rozstawu odrzwi, jak i wyeliminowania dodatkowych stojaków utrudniających zbrojenie ścian,
- w przecinkach likwidacyjnych ścian, głównie ze względu na krótki czas wykorzystania tych wyrobisk.

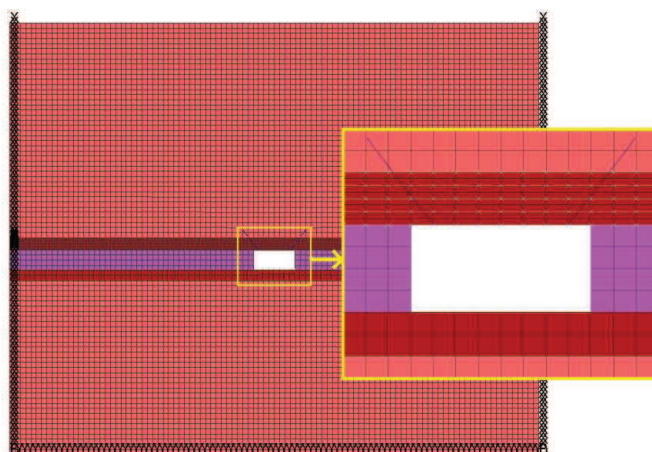
W niniejszym artykule przedstawiono podstawowe parametry obudowy kotwowo-ciężnowej, które należy uwzględnić w projekcie, aby zapewnić prawidłowe jej funkcjonowanie. W analizach wykorzystano program obliczeniowy metody różnic skończonych FLAC v.6.0. do modelowego badania układu OK-C w wyrobisku korytarzowym o prostokątnym przekroju poprzecznym.

## 1. MODEL GÓROTWORU

W celu rozwiązania postawionego problemu, został zbudowany model górotworu w płaskim stanie odkształcenia, o wymiarach  $50,0 \times 42,0$  m. Na krawędziach bocznych modelu 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 ciężarem nadkładu. Ostatecznie, w obrębie modelowanego wyrobiska, uzyskano pierwotne naprężenie pionowe rzędu 15 MPa, co odpowiada głębokości od powierzchni około 600 m. Dla górotworu przyjęto model konstytutywny ośrodka sprężysto-idealnie plastycznego z warunkiem wytrzymałościowym Coulomba-Mohra.

Ze względu na to, że obudowa kotwowo-ciężnowa jest stosowana również w słabych skałach, w których można spodziewać się występowania płaszczyzn o zmniejszonej spoiwości (uwarstwienie i łupność), strop bezpośredni zamodelowano w postaci 1,2 m warstwy łupku ilastego, która została podzielona na cztery ławice po 0,3 m grubości – za pomocą styków poziomych (*interface*). Pewną trudność może sprawiać ich zdefiniowanie, bowiem niezbędne jest podanie współczynników sztywności normalnej i stycznej. W obliczeniach przyjęto, że są one tożsame odpowiednio z modułem sprężystości podłużnej i postaciowej, zaś wartość kąta tarcia wewnętrznego właściwa dla styków została zmniejszona o 20% w stosunku do właściwej dla łupku, podobnie jak w publikacji (Smolnik 2008).

Wyrobisko wysokości 2,0 m i szerokości 4,0 m zostało zlokalizowane w modelowym pokładzie węgla; w spągu założono występowanie jednometrowej warstwy łupku ilastego, zaś pozostałą część modelu stanowił piaskowiec. Model wraz z układem warstw oraz przekrój poprzeczny wyrobiska pokazano na rysunku 2.



Rys. 2. Model górotworu wraz z wyrobiskiem

Fig. 2. Model of rock mass together with an excavation

Przyjęte parametry wytrzymałościowe i odkształceniowe górotworu zestawiono w tablicy 1.

Tablica 1. Przyjęte parametry wytrzymałościowe i odkształceniowe skał

Skala	Gęstość objętościowa $\rho$ , kg/m <sup>3</sup>	Kąt tarcia wewnętrznego $\varphi$ , stopnie	Kohezja $c$ , MPa	Moduł Younga $E$ , GPa	Liczba Poissona $\nu$	Wytrzymałość na rozciąganie $R_r$ , MPa
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

Obudowa kotwowo-ciężnowa została zamodelowana z wykorzystaniem dwóch kotwi linowych (z lin stalowych lub strunowych), połączonych za pomocą ciężna po-

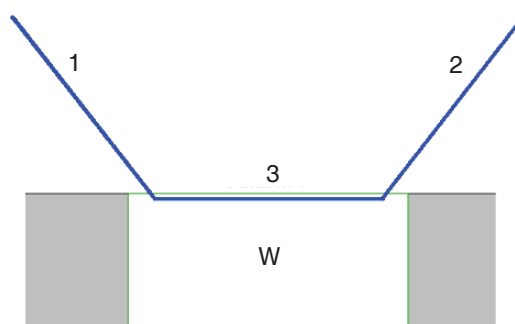
ziomego, przy czym każdy element układu miał jednakową średnicę – 20 mm. Założono także, że sztywność spoiwa wynosi 26 MN/m/m, spójność spoiwa 0,26 MN/m, zaś maksymalna siła osiowa, jaką może przenieść ciągnio, wynosi 0,2 MN. Przyjęto również, że kotwie zostały wklejone na całą długości.

## 2. PODSTAWOWE ZMIENNE PARAMETRY OBUDOWY KOTWOWO-CIĘGNOWEJ

### 2.1. Długość kotwi stropowych

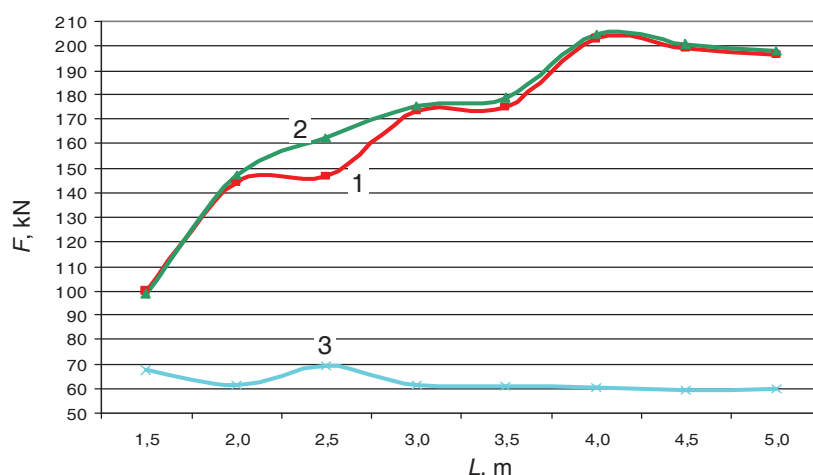
Jak podają Kidybiński i Nierobisz (2008), typowa długość kotwi wchodzących w skład OK-C w kopalniach węgla w USA, zabudowanych w stropie, wynosi około 2,5 m, przy czym otwory kotwowe są wiercone w odległości około 0,6 m od ociosów. Analiza optymalnej długości kotwi została przeprowadzona dla wyrobiska scharakteryzowanego w rozdziale 1. W każdym przypadku badań kotwie stropowe obudowy kotwowo-ciągnowej zostały ustawione pod kątem około  $50^\circ$  do poziomu, zaś zmienną była jedynie ich długość.

Wyniki analizy w postaci sił osiowych, w poszczególnych monitorowanych odcinkach układu OK-C (rys. 3), przedstawiono na rysunku 4.



**Rys. 3.** Rozmieszczenie monitorowanych odcinków obudowy kotwowo-ciągnowej: 1, 2, 3 – odcinki układu, W – wyrobisko  
**Fig. 3.** Arrangements of monitored sections of the truss-bolt support: 1, 2, 3 – system sections, W – excavation

Jak wskazują wyniki przedstawione na rysunku 4, w przypadku analizowanego modelu, występują trzy charakterystyczne fazy zmian sił osiowych w kotwiach stropowych, związane ze zmianą ich długości. W pierwszej fazie, przy długości kotwi od 1,5 do 2,0 m, występuje stały znaczny wzrost średnich wartości sił osiowych w zakresie 99,5–145,6 kN. W drugiej fazie – kotwie od 2,5 do 3,5 m – zmiany są już znacznie mniejsze (od 154,5 do 176,7 kN). Trzy ostatnie przypadki (od 4,0 do 5,0 m) charakteryzują się już niemalże jednakowymi wartościami sił osiowych – około 200 kN. Takie wyniki oznaczają, że im dłuższe kotwie zostaną zastosowane, tym ich oddziaływanie na górotwór będzie większe, co jest wyrażone pośrednio wzrostem sił osiowych. Potwierdzają to także najmniejsze przemieszczenia stropu w sytuacji, kiedy zostały zabudowane kotwie 4,5 oraz 5,0 m, a także – jak można zauważyć – malejące, choć w niewielkim zakresie, siły osiowe w ciągnie poziomym (odcinek 3).



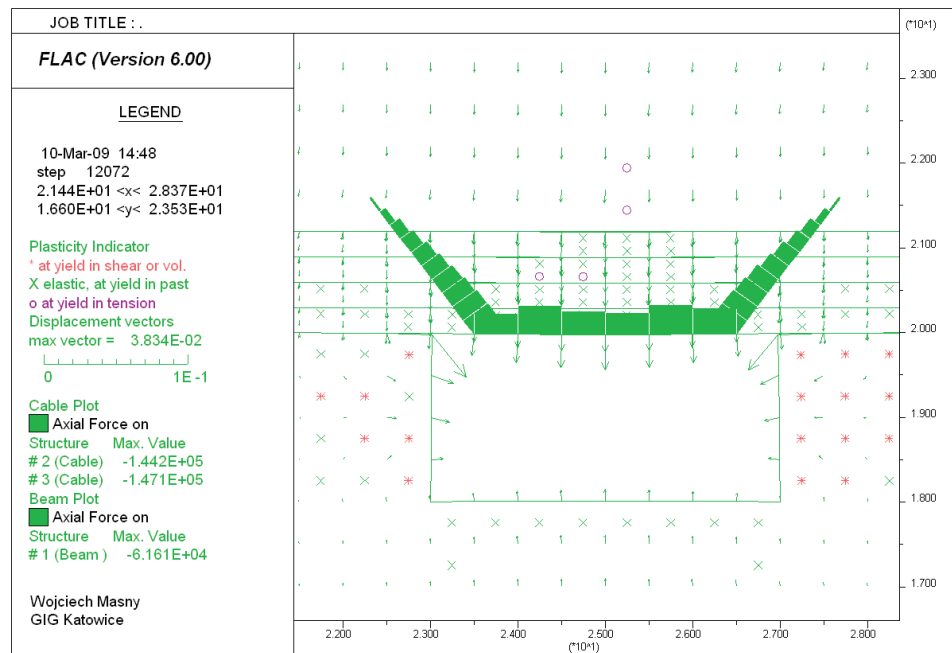
**Rys. 4.** Zmiany sił osiowych w zależności od długości kotwi w stropie wyrobiska: 1, 2, 3 – odcinki układu,  $L$  – długość kotwi w stropie,  $F$  – siły osiowe

**Fig. 4.** Axial force changes depending on the length of bolts in the excavation roof: 1, 2, 3 – system sections,  $L$  – the length of bolts in the roof,  $F$  – axial forces

Czy zatem zasadne byłoby stwierdzenie, że należy stosować najdłuższe dostępne kotwie stropowe? Zdecydowanie nie. Z analizy modelu wynika bowiem wyraźnie, że stosowanie kotwi dłuższych aniżeli 4,0 m mija się z celem, gdyż nie powoduje żadnego realnego efektu, a jedynie może generować dodatkowe koszty związane na przykład z dłuższym czasem wiercenia otworów. Równocześnie istotne jest to, że zastosowanie w przypadku analizowanego wyrobiska kotwi stropowych krótszych aniżeli 2,0 m może być niebezpieczne, gdyż niemalże cała ich długość będzie zlokalizowana w słabej warstwie łupku ilastego – rysunek 5.

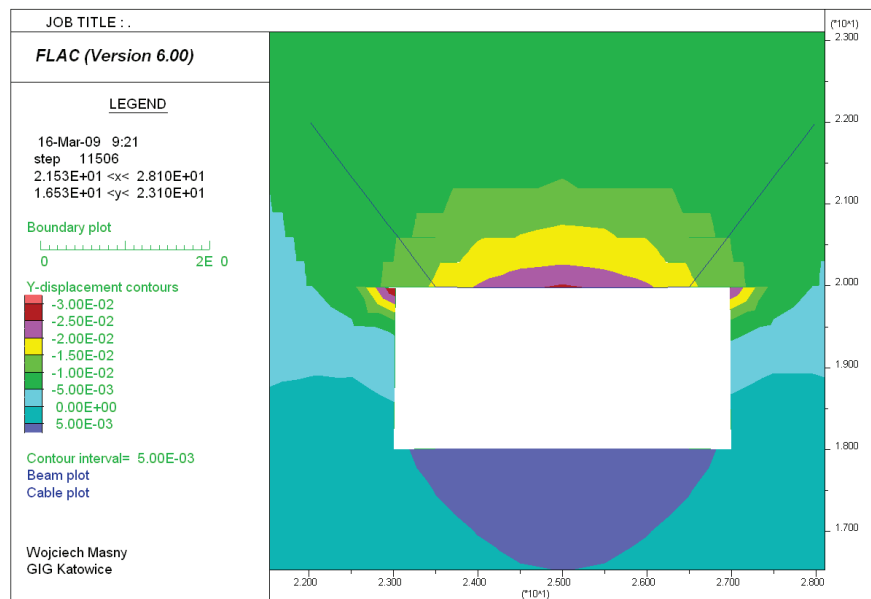
Drugim istotnym spostrzeżeniem, wynikającym z obliczeń numerycznych, a potwierdzonym przez praktykę górniczą, jest fakt, że maksymalna odległość w jakiej wiercone są otwory kotwowe od ociosów nie powinna być większa aniżeli 0,5–0,6 m. Zbyt duże odsunięcie kotwi stropowych od ociosów może spowodować zarówno opady z niezabezpieczonej części stropu, jak i negatywnie wpływać na naroża calizny węglowej, zwłaszcza w przypadku, kiedy wyrobisko jest drążone pełnym przekrojem w węglu. Wynika to z analizy przemieszczeń pionowych (rys. 6), kiedy naroża calizny węglowej w jej przystropowej części, doznają przemieszczeń porównywalnych z rejestrowanymi w strzałce wyrobiska.

Optymalna długość kotwi zastosowanych w obudowie kotwowo-ciężnowej zależy również od parametrów charakteryzujących skały wokół wyrobiska oraz jego szerokości. Wpływ szerokości wyrobiska na przemieszczenia pionowe stropu, spągu oraz poziome – ociosów, a także siły osiowe w poszczególnych elementach – przedstawiono na przykładzie obudowy kotwowo-ciężnowej, której kotwie miały długość 2,5 m i zostały zainstalowane pod kątem około  $50^\circ$  do poziomu. Wyniki przedstawiono na rysunku 7, zaś numery monitorowanych odcinków były tożsame z tymi podanymi na rysunku 3.



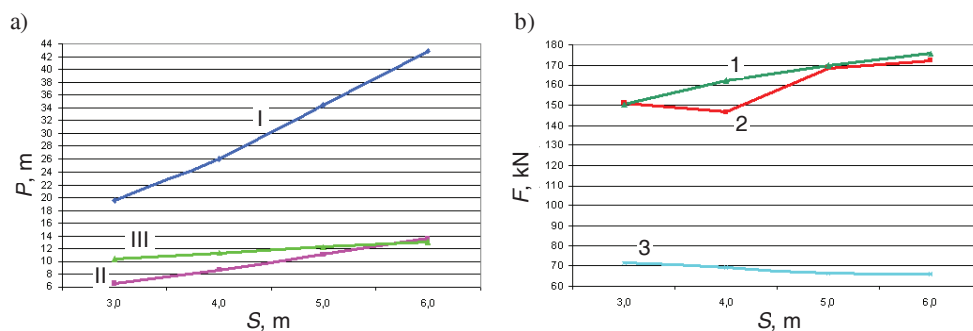
Rys. 5. Siły osiowe, strefy uplastycznienia oraz wektory przemieszczeń w przypadku modelu z kotwiami stropowymi OK-C długości 2,0 m

Fig. 5. Axial forces, plasticized zones and dislocation vectors in the case of the model with OK-C roof bolts of 2,0 m long



Rys. 6. Przemieszczenia pionowe w przypadku modelu z kotwiami stropowymi OK-C długości 2,5 m

Fig. 6. Vertical dislocation in the case of the model with OK-C roof bolts of 2,5 long



**Rys. 7.** Przemieszczenie pionowe stropu, spągu i poziome ociosów (a) oraz siły osiowe w poszczególnych odcinkach obudowy kotwowo-cięgnowej (b) w zależności od szerokości wyrobiska:  $S$  – szerokość wyrobiska,  $P$  – przemieszczenie stropu (I), spągu (II) i ociosów (III),  $F$  – siły osiowe, 1, 2, 3 – odcinki układu

**Fig. 7.** Roof, floor vertical dislocation and level dislocation of side walls (a) as well as axial forces in particular bolt-string roof sections (b) depending on the excavation width:  $S$  – excavation width,  $P$  – roof (I), floor (II) and side walls (III) dislocation,  $F$  – axial forces, 1, 2, 3 – system sections

Jak można zauważyć na rysunku 7a, przemieszczenia stropu dla wyrobiska szerokości 6,0 m są ponad dwukrotnie większe niż w przypadku wyrobiska o rozpiętości 3,0 m. Trzeba jednak dodać, że w żadnym z analizowanych przypadków nie doszło do przekroczenia nośności elementów składowych OK-C (rys. 7b), a zmiany wartości sił osiowych między skrajnymi przypadkami nie były już tak znaczne, jak przemieszczeń stropu.

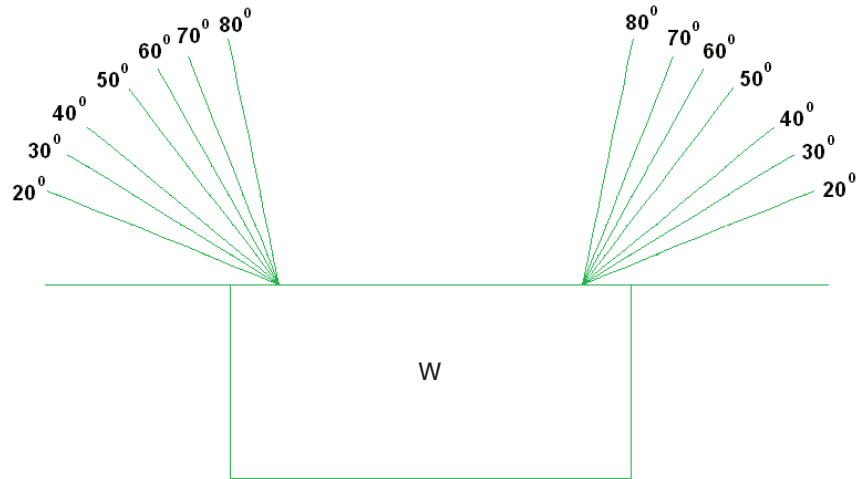
## 2.2. Kąt nachylenia otworów kotwowych

Drugim istotnym parametrem, który należy uwzględnić podczas projektowania obudowy kotwowo-cięgnowej, jest kąt nachylenia do poziomu otworów kotwowych zlokalizowanych w stropie wyrobiska. Obszerne przeglądy literatury z tego zakresu dokonali autorzy publikacji (Cała, Flisiak, Tajduś 2001), którzy na tej podstawie podali, że optymalne kąty zabudowy w stosunku do płaszczyzny stropu, według różnych źródeł, są do siebie zbliżone i wynoszą:  $45^\circ$  (Mangelsdorf 1982, 1985, 1987),  $38\text{--}60^\circ$  (Peng 1986) oraz  $45\text{--}60^\circ$  (Neall i in. 1978; Shoery, Verna, Singh 1973). Ponadto, Kidybiński i Nierobisz (2008) podali, że w kopalniach węgla w USA typowe otwory wiertnicze o średnicy 25–35 mm, są wiercone pod kątem  $45^\circ$  do płaszczyzny stropu.

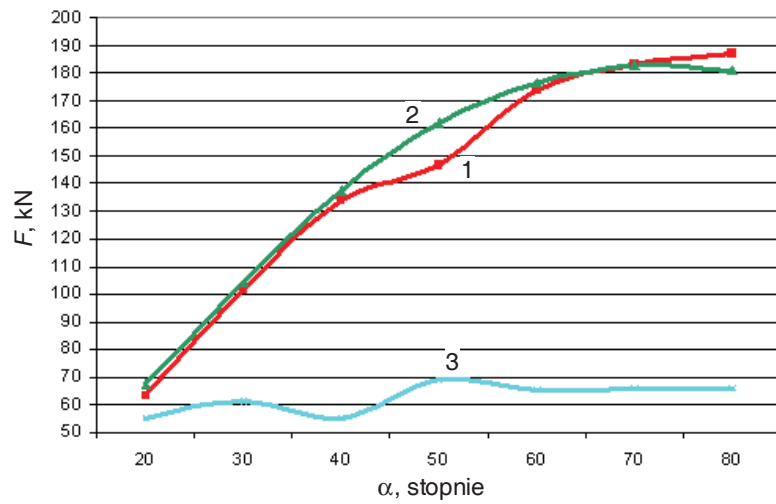
Analiza wpływu kąta nachylenia otworów została przeprowadzona na modelu, którego założenia zostały przedstawione w rozdziale 2. Długość kotwi pozostawała podczas obliczeń stała i wynosiła 2,5 m, natomiast zmienne wartości kąta nachylenia kotwi przedstawiono na rysunku 8.

Wyniki modelowania zaprezentowano na rysunku 9, przy czym monitorowane odcinki OK-C odpowiadały tym przedstawionym na rysunku 3.

Uzyskane wyniki obliczeń numerycznych wykazały, że zmiana kąta nachylenia otworów kotwowych, w przedziale od  $20^\circ$  do  $60^\circ$  powoduje bezpośrednio wzrost wartości sił osiowych. Wzrost ten jest dość znaczny, ponieważ o ile dla kąta  $20^\circ$  siły osiowe wynosiły 65 kN, to dla kąta  $60^\circ$  przyjmowały już wartości około 175 kN.



**Rys. 8.** Analizowane wartości kąta nachylenia otworów kotwowych do płaszczyzny stropu; W – wyrobisko  
**Fig. 8.** Analysed inclination angle values of bolt holes in relation to roof surface; W – excavation

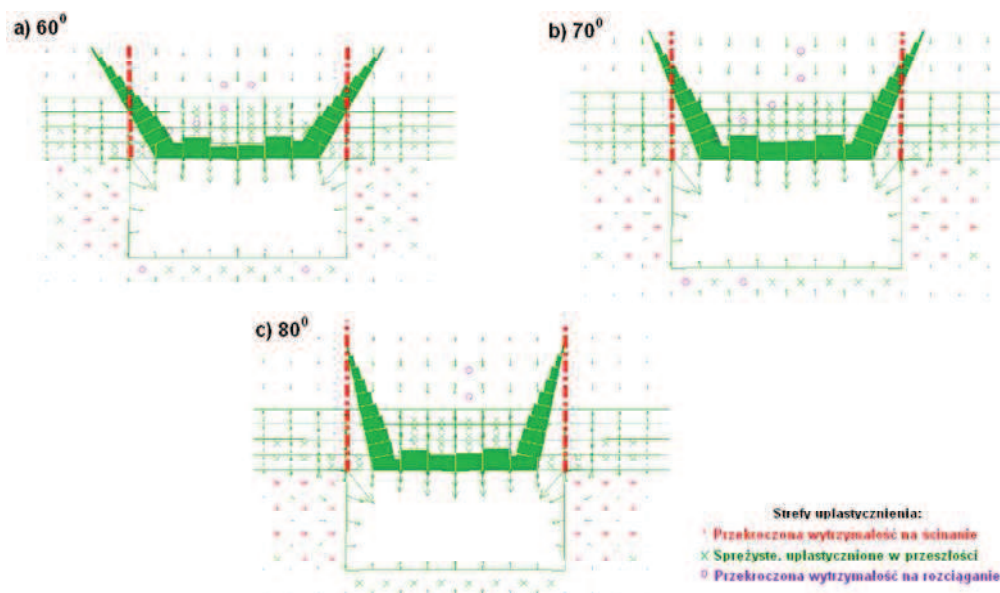


**Rys. 9.** Wpływ kąta nachylenia kotwi stropowych na zarejestrowane siły osiowe; 1, 2, 3 – odcinki układu,  
 $\alpha$  – kąt nachylenia kotwi stropowych,  $F$  – siły osiowe  
**Fig. 9.** The influence of roof bolt inclination angle on registered axial forces; 1, 2, 3 – system sections,  
 $\alpha$  – roof bolt inclination angle,  $F$  – axial forces

Sytuacja taka była spowodowana bez wątpienia sposobem pracy kotwi, gdyż przy małych kątach kotwie nie są poddawane typowemu rozciąganiu, co odzwierciedlają małe wartości sił osiowych, natomiast są poddawane oddziaływaniu sił tnących, co w przypadku lin czy też ewentualnie kotwi strunowych jest niekorzystne z uwagi na charakterystykę ich pracy. Wydaje się zatem, że minimalny kąt nachylenia otworów dla kotwi stropowych nie powinien być mniejszy aniżeli 40°.



Na podstawie wyników obliczeń można stwierdzić również, że w przypadku kątów nachylenia  $60\text{--}80^\circ$  zostały odnotowane już tylko niewielkie zmiany sił osiowych. Jednak z uwagi na poprawność zabudowy obudowy kotwowo-ciężnowej stosowanie otworów o nachyleniu większym aniżeli  $60^\circ$ , przy założeniu  $0,5\text{ m}$  ich odległości od ociosów, może być niebezpieczne ze względu na zbyt małą ich odległość od ociosów wyrobiska. W skrajnym przypadku może to spowodować nawet ścięcie i zawał stropu wyrobiska. Sytuację tę obrazuje rysunek 10, na którym dodatkowo na czerwono zaznaczono linię pionową wyznaczaną przez ociosy.



Rys. 10. Rozkład sił osiowych w kotwiach i ciężnach oraz obraz stref uplastycznionych

Fig. 10. Axial force distribution in bolts and strings and the picture of plasticized zones

### 2.3. Naciąg wstępny

W przypadku obudowy kotwowo-ciężnowej możliwe jest również zadawanie naciągu wstępnego, jak podali Kidybiński i Nierobisz (2008), na przykład za pomocą układu hydraulicznego kotwiarki (do wielkości siły około  $70\text{ kN}$ ).

Niewątpliwie zestawy OK-C mają bardzo małą sztywność pionową. Z testów laboratoryjnych wynika, że wynosi ona około  $17,5\text{ kN/cm}$  (Dolinar, Martin 2000). Jest to sztywność około pięciokrotnie mniejsza od sztywności typowego czteropunktowego kasztu. W związku z tym, w przypadku zastosowania obudowy kotwowo-ciężnowej strop musi ulec pięciokrotnie większym przemieszczeniom w stosunku do stropu podpartego kasztem, aby obudowa OK-C była w stanie zapewnić porównywalne oddziaływanie na górotwór, jak wspomniany już pojedynczy kaszt czteropunktowy (Barczak 2001).

Nadanie naciągu wstępnego może być zatem pomocne w niektórych sytuacjach (np. obudowa kotwowo-ciężnowa instalowana tuż za przodkiem), choć należy brać również pod uwagę pogląd zaprezentowany w publikacji (Cała, Flisiak, Tajduś 2001), że siły wytworzone przez sprężenie wstępne są zawsze niewspółmiernie małe w porównaniu z naprężeniami występującymi w górotworze. Potwierdzają to również wyniki modelowania numerycznego, bowiem zadanie naciągu wstępnego w ciężnie o wartości 70 kN, powoduje redukcję przemieszczeń stropu o zaledwie 1 mm w stosunku do przypadku, kiedy nie stosowano naciągu. Niezmienny jest natomiast fakt, że obudowa kotwowo-ciężnowa nie zapobiega wczesnym deformacjom stropu i w przypadku, kiedy nie chce się dopuścić do takiej sytuacji, należy rozważyć stosowanie klasycznego kotwienia wraz z OK-C.

## PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Obudowy kotwowo-ciężnowe są stosowane z powodzeniem od wielu lat w zagłębiach węglowych USA, gdzie ich skuteczność została potwierdzona w różnych warunkach geologiczno-górnictwowych. Za zastosowaniem tego typu rozwiązania w polskim górnictwie węglowym przemawiają główne jej zalety, tzn. łatwość montażu oraz – co nie pozostaje bez znaczenia – niewielkie koszty materiałów, transportu oraz zabudowy. Pomimo nieznacznego procentowego udziału wyrobisk korytarzowych o przekroju prostokątnym w polskich kopalniach węgla kamiennego, obudowa kotwowo-ciężnowa mogłaby znaleźć zastosowanie początkowo – jak wspomniano na wstępie – do wzmacniania wyrobisk wykonanych w innego typu obudowach, tj. tam gdzie dotychczas stosowano wyłącznie obudowy podporowe lub też samodzielne kotwowe.

Przeprowadzone obliczenia numeryczne, dotyczące obudowy kotwowo-ciężnowej, pozwalają ponadto na sformułowanie następujących wniosków:

1. Długość kotwi stropowych powinna wynikać z przeprowadzonych analiz i obliczeń (np. numerycznych), tym niemniej stosowanie kotwi krótszych aniżeli 2,0 m można uznać za niecelowe. Podobnie niekorzystne jest nadmierne wydłużanie kotwi, głównie ze względu na koszty i zmniejszony dobowy postęp, związany m.in. z wydłużonym czasem wiercenia. W konkretnym analizowanym przypadku progowa długość kotwi wynosi 4,0 m.
2. Maksymalna odległość, w jakiej są wiercone otwory kotwowe od ociosów nie powinna być większa aniżeli 0,5–0,6 m. Zbyt duża odległość kotwi stropowych od ociosów może bowiem spowodować zarówno opady z niezabezpieczonej części stropu, jak i negatywnie wpływać na naroża w górnej części przekroju poprzecznego wyrobiska.
3. Optymalny kąt nachylenia do poziomu otworów kotwowych zawiera się w przedziale 40–60°, przy założeniu półmetrowej ich odległości od ociosów. Zbyt mały kąt nachylenia może spowodować niekorzystne warunki pracy kotwi (siły tnące), natomiast zbyt duży – brak dostatecznego ich zamocowania poza linią pionową wyznaczaną przez ociosy.
4. Obudowy kotwowo-ciężnowe mogą być instalowane z naciągiem wstępnym, co może okazać się korzystne z uwagi na charakterystykę ich pracy.

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

### Literatura

1. Barczak T.M. (2001): Mistakes, misconceptions, and key points regarding secondary roof support systems. Proc. of the 20<sup>th</sup> Conference on Ground Control in Mining. Morgantown, WV, s. 347–356.
2. Cała M., Flisiak J., Tajduś A. (2001): Mechanizm współpracy kotwi z górotworem o zróżnicowanej budowie. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria z Lampką Górnica nr 8. Kraków, IGSMiE PAN.
3. Dolinar D.R., Martin L.A. (2000): Cable support in longwall gate roads. Proc. New Technology for Coal Mine Roof Support, Pittsburgh, NIOSH, s. 165–191.
4. Dolinar D.R., Tadolini S.C., Blackwell D.V. (1996): High horizontal movements in longwall gate roads controlled by cable support systems. Proceedings of the 15<sup>th</sup> International Conference on Ground Control in Mining. Golden, Colorado School of Mines, s. 497–509.
5. Kidybiński A., Nierobisz A. (2008): Obudowa kotwowo-ciężnowa (OK-C) jako alternatywa obudowy ŁP. Przegląd Górniczy nr 11–12, s. 7–13.
6. Luo J.L. (1999): A new rock bolt design criterion and knowledge-based expert system for stratified roof. Praca doktorska. Blacksburg, Virginia.
7. Mangelsdorf C.P. (1982): Current trends in roof truss hardware. Proc. of 2<sup>nd</sup> Conf. on Ground Control in Mining, ed. Peng S.S., Morgantown, WV, s. 108–112.
8. Mangelsdorf C.P. (1985): Design of a roof truss bolting plan for bear mine. Proc. of 4<sup>th</sup> Conf. on Ground Control in Mining, ed. Peng S.S., Morgantown, WV, s. 11–17.
9. Mangelsdorf C.P. (1987): Optimum design of roof truss installations based on bending strain energy. Proc. of 28<sup>th</sup> Symposium on Rock Mechanics. Rotterdam, A.A. Balkema, s. 1115–1122.
10. Masny W. (2008): Wpływ obudowy kotwowo-ciężnowej na stateczność górotworu otaczającego wyrobisko. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko nr 4, s. 59–70.
11. Neall G.M., Haycocks C., Townsend J.M., Johnsons L.P. (1978): Optimising roof truss installations with body-loaded photoelastic models. Mining Engineering Vol. 30, No. 6, s. 660–666.
12. Niełacny P., Setlak K., Siodlak Ł. (2009): Efekty wzmocnienia skrzyżowania chodników za pomocą kotew linowych w KWK „Ziemowit”. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 2, s. 13–20.
13. Oldsen J.G. et alii (1997): Continuing development of innovative cable support systems. Proceedings of the 16<sup>th</sup> International Conference on Ground Control in Mining. Morgantown, WV, West Virginia University, s. 117–129.
14. Peng S.S (1986): Coal mine ground control, 2<sup>nd</sup> ed. New York, John Wiley & Sons.
15. Sheory P.R., Verna B.P., Singh B. (1973): An analysis of the roof truss. Journal of Mines, Metals and Fuels No. 8, s. 233–236.
16. Smolnik G. (2008): Właściwości procesu osiadania terenu górniczego w czasie. Praca doktorska. Gliwice, Politechnika Śląska.
17. White C.C. (1970): Roof support of underground mines and opening. Patent No. 3505824, U.S. Patent Office, Washington D.C.

**Recenzent:** prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński