

Badania modelowe mechanizmu zawisania stropu wyrobiska ścianowego w warunkach eksploatacji złoża systemem ścianowym

Model tests of the rock mass destroying mechanism due to hanging roof in a longwall working



Dr inż. Tomasz Janoszek^{*)}



Dr inż. Sylwester Rajwa^{*)}



Dr inż. Andrzej Walentek^{*)}

Treść: W artykule zwrócono szczególną uwagę na zagadnienie związane z trudnością w utrzymaniu stateczności wyrobiska ścianowego w przypadku niekorzystnego zjawiska zawisania stropu wyrobiska ścianowego w warunkach prowadzonej eksploatacji systemem ścianowym na zawał. W tym celu przeprowadzono badania analityczne i numeryczne z zamiarem określenia parametrów, które determinują proces zawisania warstwy stropu wyrobiska ścianowego. Metodą analityczną badano wpływ parametrów fizyko-mechanicznych oraz geometrycznych górotworu na proces zawisania stropu wyrobiska ścianowego nad zrobami interpretowany wartością jego ugięcia. Przedstawiono schemat obliczeniowy oraz warunki wytrzymałościowe procesu wydłużania belki (wspornika) w stropie wyrobiska. Natomiast za pośrednictwem obliczeń numerycznych badano wpływ wybranych parametrów modelu Coulomba-Mohra na wartości długości wspornika oraz obniżenia stropu dla określonych parametrów geometrycznych i mechanicznych obudowy zmechanizowanej. Otrzymane wyniki badań modelowych pozwoliły na określenie zależności opisujących wpływ wybranych parametrów mechanicznych skał i geometrycznych warstwy stropu wyrobiska ścianowego na proces jego powstawania i zawisania.

Abstract: The article focuses on the problem in maintaining the stability of a longwall working caused by the unfavourable phenomenon of the hanging roof in a longwall working. Model tests were carried out, intended to define the parameters that determine the process of roof hanging, based on the analytical and numerical methods. The analytical method was applied to study the influence of physic-mechanical and geometrical parameters of the rockmass on the process of roof hanging in the longwall working, interpreted the value of its deflection. The calculation scheme as well as the strength and stress conditions of the roof beam lengthening process in the longwall working are presented. Whereas, in the numerical calculations the influence of parameters of the Coulomb-Mohr's model on the length and the deflection of the roof strata for given geometrical and mechanical parameters of the powered roof support, were investigated. The obtained results allowed to determine parameters describing influence of the selected mechanical and geometric parameters of the roof of the longwall working on the process of its hanging.

Słowa kluczowe:

stateczność, wyrobisko ścianowe, zawisanie stropu, modelowanie

Keywords:

stability, longwall working, hanging roof, modelling

^{*)} Główny Instytut Górnictwa, Katowice

1. Wprowadzenie

Eksploatacja pokładów węgla prowadzona systemem ścianowym z zawalem stropu często napotyka na trudności związane z naturalnym przechodzeniem stropu bezpośrednio w zawal w wyniku jego zawisania za sekcjami obudów zmechanizowanych. Sytuacja taka może prowadzić do zaburzenia warunków równowagi statecznej i w konsekwencji utraty stateczności wyrobiska ścianowego. W przypadku zawisania skał za sekcjami obudów zmechanizowanych następuje istotny wzrost obciążenia wyrobiska ścianowego, skutkujący w wielu przypadkach przekroczeniem podporności roboczej sekcji, co w konsekwencji prowadzi do powstania zawalu w ścianie powodującego znaczne straty w produkcji (Prusek 2016).

Prawidłowe utrzymanie wyrobiska ścianowego nieodłącznie związane jest z utrzymaniem jego stropu, którego odpowiednia stateczność zapewnia bezpieczne warunki prowadzenia eksploatacji złoża systemem ścianowym na zawal (Prusek, Rajwa, Walentek, Masny 2016; Prusek, Płonka, Walentek 2016; Rajwa 2016). Z drugiej strony, mocne skały stropowe mogą powodować niekorzystne zjawisko uginania stropu wyrobiska i zawisania nad wybranym pokładem, tworząc tak zwany wspornik (Biliński 2005; Guo Wei-bin i in. 2017; Kłeczek 1994; Rajwa 2017). Wspornik stropowy kształtem odwzorowuje belkę, która zachowuje się w ten sposób, że jednym końcem jest podparty na caliznie węglowej i stropnicy obudowy zmechanizowanej, a drugim końcem bezwładnie zawisa nad wybranym pokładem, za sekcjami obudowy zmechanizowanej. Dalsze wybieranie pokładu skutkuje wydłużeniem wspornika aż do momentu, w którym swobodnie zawisająca część belki stropowej ulega gwałtownemu pęknięciu, generując ogromne ilości energii sprężystej do otaczającego górotworu (Kłeczek 1994; Liu Chuang i in. 2017). Gwałtowne zniszczenie płyty stropowej wyrobiska ścianowego, w dowolnym miejscu na długości ściany, jest zjawiskiem niekorzystnym ze względu na jego dynamiczny przebieg oraz stanowi źródło wstrząsów oraz emisji drgań (Prusek, Rajwa, Walentek, Masny 2016; Prusek, Masny 2015). Stwarza to również potencjalne zagrożenie wystąpienia wstrząsu w górotworze, co może skutkować tąpnięciem masywu skalnego (górotworze) (Rajwa 2016). Ukształtowany w formie belki zwisający strop pogarsza warunki prowadzenia eksploatacji złoża ze względu na zwiększone wartości ciśnienia eksploatacyjnego, co bezpośrednio wpływa na charakterystykę pracy i obciążenia obudowy zmechanizowanej (Rajwa 2016; Song, Yang 2015). Ponadto zwiększa ryzyko wystąpienia nagłego i niekontrolowanego przemieszczenia skał do przestrzeni wyrobiska ścianowego, a tym samym stanowi potencjalne zagrożenie dla załóg kopalni (Prusek,

Walentek 2012; Prusek 2014; Rajwa 2016; Rajwa 2017; Walentek, Janoszek, Lubosik, Prusek 2018).

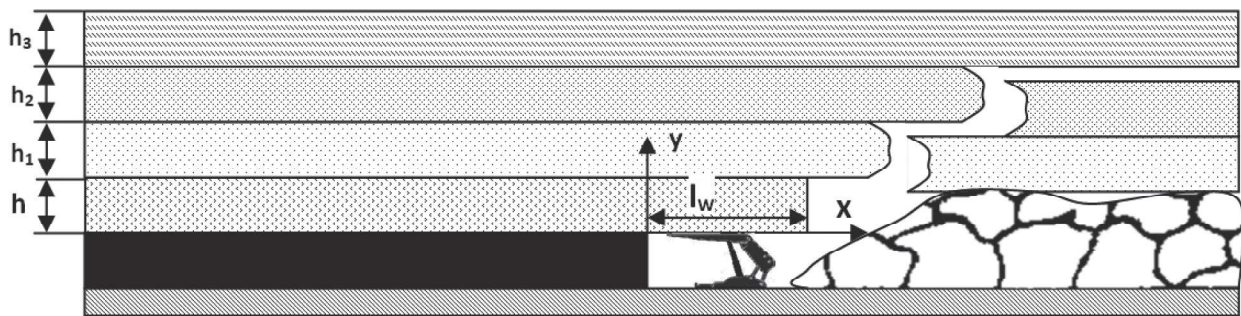
W artykule zaprezentowano rezultaty prowadzonych badań mechanizmu niszczenia górotworu wywołanego zawisaniem skał stropu w warunkach prowadzonej eksploatacji złoża systemem ścianowym z zawalem skał stropowych. Przeprowadzone badania modelowe mają na celu identyfikację tych parametrów, które prowadzą do utraty stateczności wyrobiska ścianowego w przypadku zawisania skał stropowych za obudową zmechanizowaną. Badania analityczne oparto o model zachowania górotworu, w którym strop wyrobiska ścianowego odwzorowano w formie belki spoczywającej na podłożu sprężystym i zawisającym nad wybranym pokładem. Natomiast w badaniach numerycznych zachowanie górotworu w stropie wyrobiska ścianowego zinterpretowano modelem ośrodka sprężysto-krucho-plastycznego izotropowego opisanego warunkiem wytrzymałości Coulomba-Mohra w programie UDEC. Uzyskanie rozwiązania modelu numerycznego wymagało zdefiniowania wartości stałych parametrów materiałowych, takich jak: moduł sztywności postaciowej G , moduł sztywności objętościowej K , parametr wytrzymałości na ściskanie R_c , kohezja c , współczynnik Poissona ν oraz kąt tarcia wewnętrznego θ . Program UDEC stanowi narzędzie inżynierskie wykorzystywane do modelowania przemieszczeń i deformacji ośrodków o budowie blokowej oraz prowadzenia symulacji i analiz oddziaływania płaszczyzn o zmniejszonej spójności, spękań i szczelin na zachowanie się górotworu i prognozowania stateczności wykonywanych w nim wyrobisk. Wyniki badań modelowych mają na celu prognozowanie zachowania się górotworu w stropie wyrobiska ścianowego, a także stanowić potencjalne narzędzie wykorzystywane na etapie opracowywania projektu eksploatacji (UDEC 2004).

2. Badania analityczne

W opisie przyjętej metody analitycznej założono zachowanie się górotworu w warunkach prowadzenia eksploatacji pokładu systemem ścianowym według schematu pokazanego na rysunku 1.

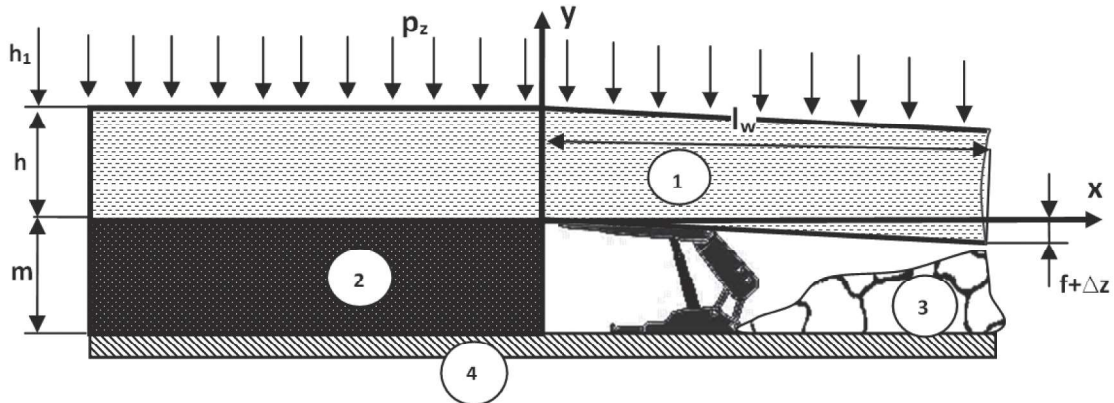
Przyjęty schemat obliczeniowy, który interpretuje mechanizm zachowania się górotworu w stropie wyrobiska ścianowego za obudową zmechanizowaną zilustrowano na rysunku 2.

Strop wyrobiska stanowi model belki o długości l_w i grubości h , na który wywierane jest obciążenie p_z pochodzące od równomiernie rozłożonego ciśnienia nadkładu o grubości h_f . Wskutek postępującego wybiegu wyrobiska o wartość x liczoną od czoła ściany dochodzi do naruszenia ciągłości i rozwarstwienia skał w stropie wyrobiska. W wyniku tego procesu



Rys. 1. Schemat obliczeniowy zachowania się górotworu w warunkach eksploatacji złoża systemem ścianowym na zawal

Fig. 1. Behaviour scheme of the rock mass under the conditions of a longwall mining



Rys. 2. Model wyrobiska ścianowego w warunkach eksploatacji złoża systemem ścianowym: 1 – strop, 2 – pokład, 3 – zrob, 4 – spąg

Fig. 2. The model of a longwall working under the conditions of a longwall mining: 1 – roof strata, 2 – coal seam, 3 – goaf, 4 – floor strata

następuję przemieszczenie skał stropu w kierunku przestrzeni stanowiącej objętość wybranego pokładu o wartość równą f , powiększoną o wartość obniżenia wysokości obudowy zmechanizowanej Δz , powodując jego zawisanie nad zrobami lub uzyskuje podarcie na rumoszu skalnym (Kłeczek 1994). Otrzymuje się model zachowania się górotworu, w którym warstwa stropowa wyrobiska ścianowego tworzy ugiętą belkę utwierdzoną i podpartą na podłożu sprężystym o grubości m i zdefiniowaną wartością współczynnika oporu sprężystego złoża i sekcji Σc , a którego dyskretny schemat obliczeniowy w przekroju przeprowadzonym przez czoło frontu eksploatacyjnego ściany pokazano na rysunku 3 (Wosz 2006).

Wartość obniżenia płyty stropowej wyrobiska f zależy od długości belki stropowej. Wartość tę można oszacować poprzez rozpatrzenie następujących warunków opisanych zależnościami w postaci: – warunek wytrzymałościowy na zginanie (Guo Wei-bin 2017; Paluch, Tajduś 2008; Opracowanie... 1994):

$$\sigma_{\max} = \frac{M_g}{W_z} = \frac{6M_{\max}}{bh^2} \leq k_g \mapsto l_{\sigma_{\max}} \leq \sqrt{\frac{0,2 \cdot R_c \cdot h^2}{3p_z}} = \sqrt{\frac{0,2 \cdot R_c \cdot h}{3\gamma(1 + \frac{h_1}{h})}} \quad (1)$$

gdzie:

- M – moment zginający, Nm
- W_z^g – wskaźnik wytrzymałości przekroju na zginanie, m^3
- h – grubość stropu, m
- h_1 – grubość nadkładu, m
- γ – ciężar właściwy nadkładu, $N m^{-3}$
- b – szerokość stropu, m

- k_g – naprężenie dopuszczalne na zginanie, Nm^{-2}
- R_c – wytrzymałość na ściskanie, Nm^{-2}
- $l_{\sigma_{\max}}$ – długość wspornika, m
- p_z – ciśnienie nadkładu, Nm^{-2}

Równanie (1) wyraża zależność wpływu wartości iloczynu wytrzymałości na ściskanie R_c skał i grubości warstwy stropu wyrobiska h względem wartości ciśnienia eksploatacyjnego p_z oraz stosunku grubości warstwy stropu zasadniczego h_1 i bezpośredniego h na proces powstawania wspornika stropowego $l_{\sigma_{\max}}$. Na rysunku 4-5 przedstawiono wykresy wynikające ze wzoru (1).

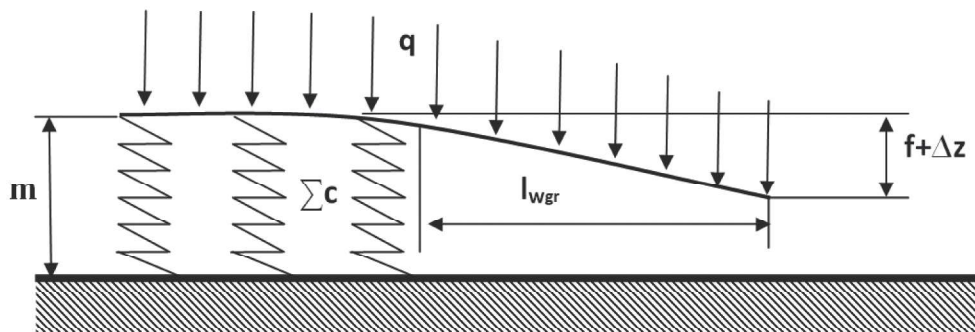
W stanie naprężenia belki stropu wyrobiska ścianowego podlegającej zginaniu, długość wspornika stropowego ulega wydłużeniu średnio o 7% wraz ze wzrostem grubości h i wytrzymałości R_c skał stropu (rys.4a). Natomiast przyrost grubości warstwy stropu zasadniczego h_1 (rys.4b) powoduje zmniejszenie długości wspornika stropowego średnio o 4%.

Warunek wytrzymałościowy naprężeń stycznych przy zginaniu (Paluch, Tajduś 2008; Opracowanie... 1994):

$$\tau_{\max} = \frac{TS_z}{I_z b} = \frac{3T_{\max}}{2bh} \leq k_c \mapsto l_{\tau_{\max}} \leq \frac{2R_c h}{3p_z} = \frac{2R_c h}{3\gamma H} \quad (2)$$

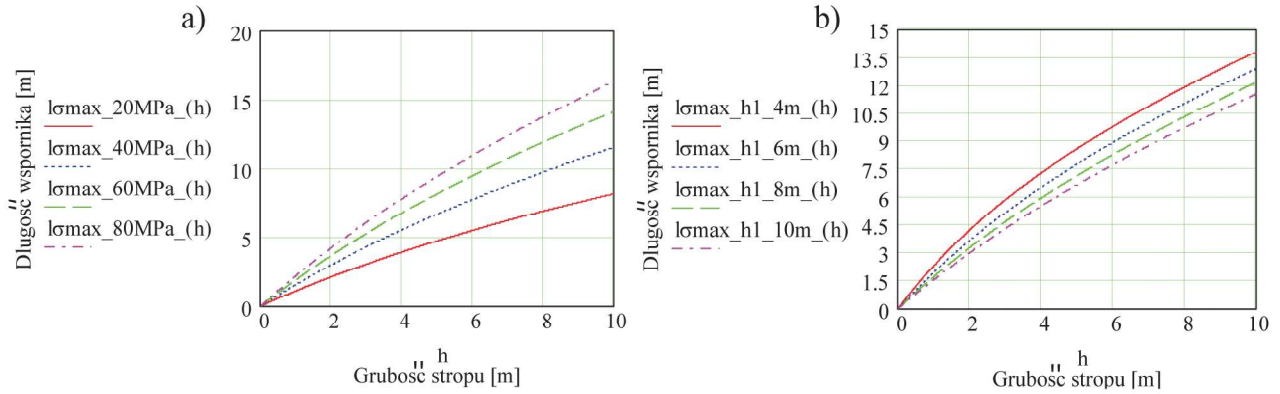
gdzie:

- T – siła poprzeczna (obciążenie), N
- S_z – moment statyczny przekroju, m^3
- h – grubość stropu, m
- b – szerokość stropu, m
- k_c – naprężenie dopuszczalne na ścinanie, Nm^{-2}

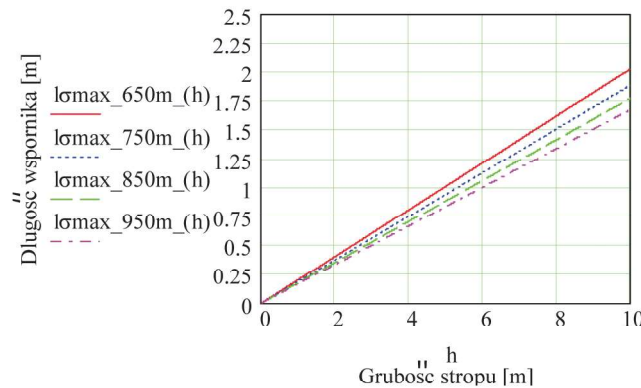


Rys. 3. Model dyskretny zachowania się górotworu w warunkach eksploatacji złoża systemem ścianowym

Fig. 3. Discrete model of rock mass behaviour under the conditions of a longwall mining



Rys. 4. Wykres długości wspornika stropowego $l_{\sigma_{max}}$ w zależności od grubości warstwy stropu bezpośredniego h i zasadniczego h_j (b) oraz wartości wytrzymałości R_c skał stropu (a)
 Fig. 4. Change of roof beam length $l_{\sigma_{max}}$ depending on the thickness of immediate roof h and main roof h_j (b) as well as value of uniaxial compressive strength R_c of roof rocks (a)

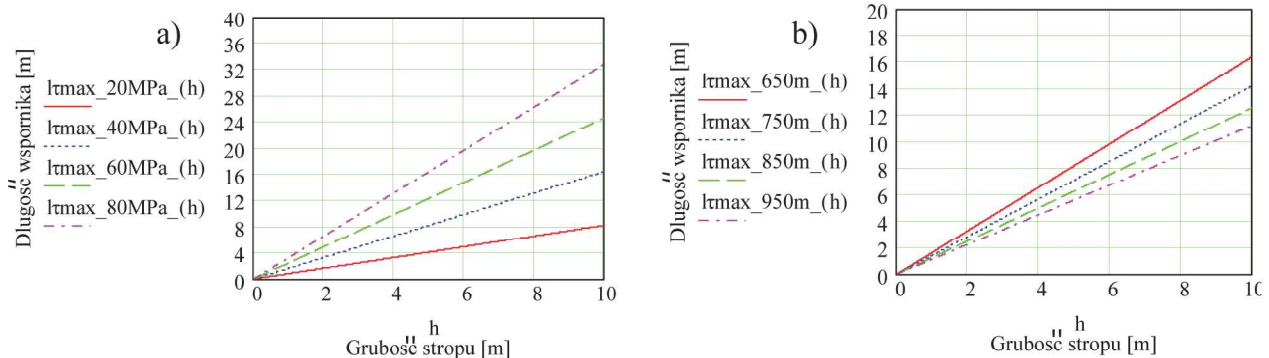


Rys. 5. Wykres długości wspornika stropowego $l_{\sigma_{max}}$ w zależności od zmian grubości warstwy stropu h
 Fig. 5. Change of roof beam length $l_{\sigma_{max}}$ depending on the thickness of immediate roof h and extraction depth H

T_{max} – wartość siły poprzecznej, N
 I_z – moment bezwładności przekroju belki stropowej, m^4
 p_z – ciśnienie nadkładu, Nm^{-2}
 γ – ciężar właściwy skał, $N m^{-3}$
 H – głębokość eksploatacji, m
 $l_{\tau_{max}}$ – długość wspornika, m

Równanie (2) wyraża zależność wpływu wartości iloczynu wytrzymałości na ściskanie R_c skał i grubości warstwy stropu wyrobiska h względem wartości ciśnienia eksploatacyjnego p_z na zmianę długości wspornika stropowego $l_{\tau_{max}}$. Na rysunku 6 przedstawiono wykresy wynikające ze wzoru (2).

W stanie naprężenia stycznego w przekroju poprzecznym przy zginaniu belki stropu wyrobiska ścianowego obserwuje się wydłużenie wspornika stropowego średnio o 25% wraz ze wzrostem grubości h i wytrzymałości R_c skał (rys.6a).



Rys. 6. Wykres długości wspornika stropowego $l_{\tau_{max}}$ w zależności od grubości stropu bezpośredniego h w zmiennych warunkach wytrzymałości R_c skał stropu (a) oraz głębokości eksploatacji H (b)
 Fig. 6. Change of roof beam length $l_{\tau_{max}}$ depending on the thickness of immediate roof h and compressive strength R_c of roof rocks (a) as well as extraction depth H (b)

– hipoteza wyteżeniowa dla materiałów ciągliwych (Paluch, Tajduś 2008):

$$\sigma_w^{H-M-H} = \frac{\sigma}{2} + \frac{1}{2}\sqrt{\sigma^2 + 4\tau^2} \leq k_r \mapsto l_{\sigma_w^{H-M-H}} \leq \frac{0,8 \cdot R_c h}{\sqrt{12 \cdot \gamma H \left(\frac{1}{3} \cdot 0,2 R_c + \frac{1}{4} \cdot p_z\right)}} \quad (3)$$

gdzie:

- σ – naprężenia normalne, Nm^{-2}
- τ – naprężenia styczne, Nm^{-2}
- h – grubość stropu, m
- k_r – naprężenie dopuszczalne na rozciąganie, Nm^{-2}
- p_z – ciśnienie nadkładu, Nm^{-2}
- γ – ciężar właściwy skał, Nm^{-3}

H – głębokość eksploatacji, m
 $l_{\sigma_w^{H-M-H}}$ – długość wspornika, m
 Równanie (3) wyraża zależność wpływu wartości iloczynu wytrzymałości na ściskanie R_c skał i grubości warstwy stropu wyrobiska względem wartości ciśnienia eksploatacyjnego p_z i wytrzymałości na ściskanie R_c na minimalną długość wspornika stropowego $l_{\sigma_w^{H-M-H}}$. Na rysunku 7 przedstawiono wykresy wynikające ze wzoru (3).

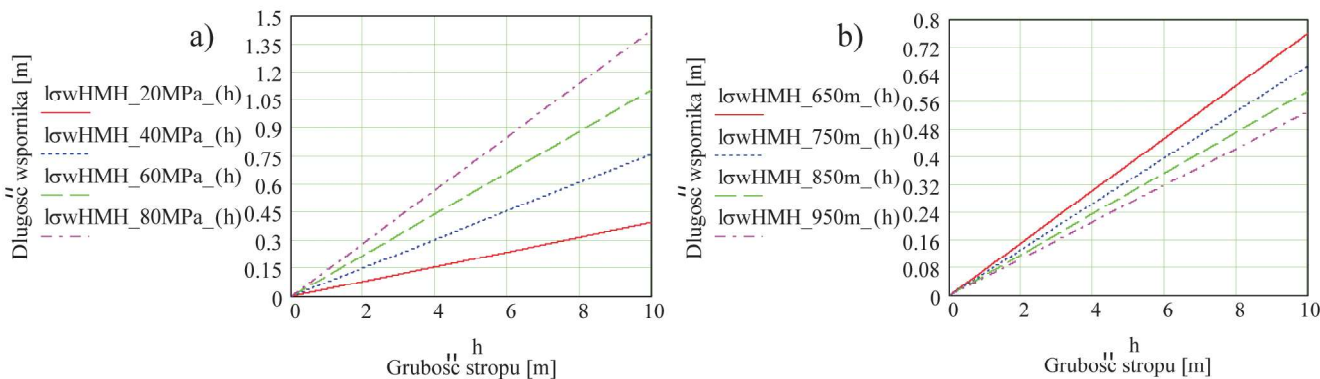
W stanie obciążenia siłami zewnętrznymi (wyteżenia) belki stropu wyrobiska ścianowego wg wzoru (3) obserwuje się przyrost długości wspornika stropowego średnio o 10% wraz ze wzrostem grubości h i wytrzymałości R_c skał stropu (rys.7a).

– hipoteza wyteżeniowa dla materiałów ciągliwych i plastyczno-kruchych (Paluch, Tajduś 2008):

$$\sigma_w^B = \frac{k_c + 1}{2 \frac{k_c}{k_r}} \sqrt{\sigma^2 + 3\tau^2} + \frac{k_c - 1}{2} \sigma \leq k_r \mapsto l_{\sigma_w^B} \leq 0,5 h \sqrt{\frac{1}{6 p_z \left(1 + \frac{k_c^2}{k_r^2}\right) \left(1 + 2 \frac{k_c - k_c^2}{k_r^2}\right)} - \frac{9 \left(1 + \frac{k_c}{k_r}\right)^2 p_z + 16 \frac{k_c^2}{k_r^2} \left(\frac{k_c}{k_r} - 1\right) k_r}{9 \left(1 + \frac{k_c}{k_r}\right)^2 p_z + 16 \frac{k_c^2}{k_r^2} \left(\frac{k_c}{k_r} - 1\right) k_r} + \sqrt{256 \frac{k_c^2}{k_r^2} \left(1 + \frac{k_c}{k_r}\right) \left(1 + 2 \frac{k_c - k_c^2}{k_r^2}\right) k_r^2}} \quad (4)$$

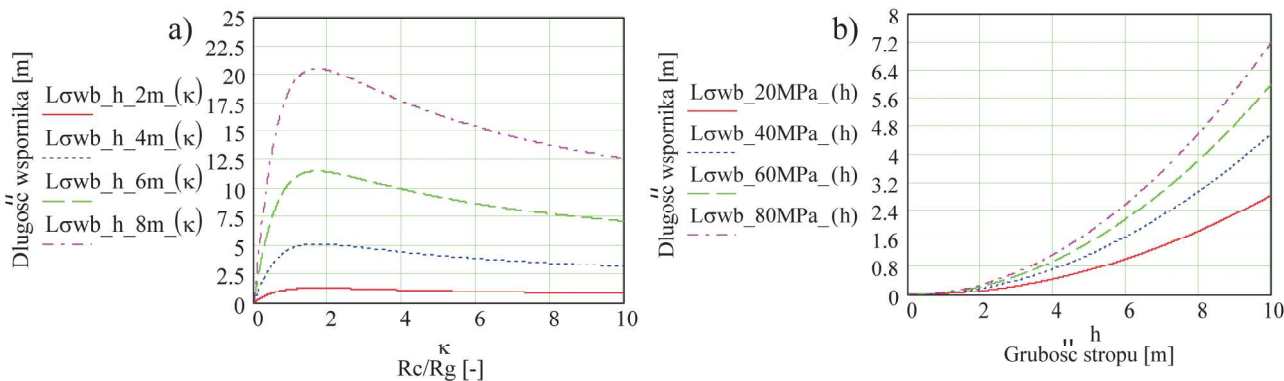
gdzie:

- k_c – dopuszczalne na ściskanie, Nm^{-2}
- k_r – naprężenie dopuszczalne na rozciąganie, Nm^{-2}
- h – grubość stropu, m
- p_z – ciśnienie nadkładu, Nm^{-2}
- $l_{\sigma_w^B}$ – długość wspornika, m



Rys. 7. Wykres długości wspornika stropowego $l_{\sigma_w^{H-M-H}}$ w zależności od zmian grubości stropu bezpośredniego h w zmiennych warunkach wytrzymałości R_c skał stropu (a) oraz głębokości eksploatacji H (b)

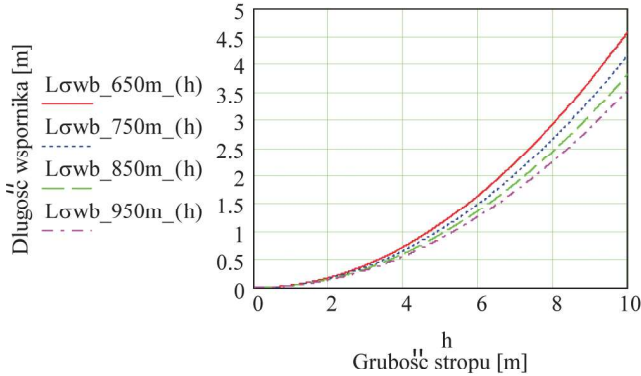
Fig. 7. Change of roof beam length $l_{\sigma_w^{H-M-H}}$ depending on the thickness of immediate roof h and compressive strength R_c of roof rocks (a) as well as extraction depth H (b)



Rys. 8. Wykres długości wspornika stropowego $l_{\sigma_w^B}$ w zależności od zmian wartości stosunku parametrów mechanicznych R_g i R_c skał stropowych (a) oraz głębokości eksploatacji H (b)

Fig. 8. Change of roof beam length $l_{\sigma_w^B}$ depending on the values of mechanical parameters R_g and R_c of roof rocks (a) and extraction depth H (b)

Równanie (4) wyraża zależność wpływu wartości ilorazu wytrzymałości na rozciąganie $k_t (R_m)$ i ścisnienie $k_c (R_c)$ skał stropu oraz ciśnienia eksploatacyjnego p_z na wydłużenie wspornika stropowego l_{σ_w} . Na rysunku 8-9 przedstawiono wykresy wynikające ze wzoru (4).



Rys. 9. Wykres długości wspornika stropowego l_{σ_w} w zależności od grubości warstwy stropu h i głębokości eksploatacji H

Fig. 9. Change of roof beam length l_{σ_w} depending on the thickness of immediate roof h and extraction depth H

W stanie obciążenia siłami zewnętrznymi (wytężenia) belki stropu wyrobiska wg wzoru (4), długość wspornika stropowego zwiększa się średnio o 8% w miarę wzrostu grubości h i wytrzymałości R_c skał stropu (rys.8b). W przypadku, gdy stosunek wartości parametru wytrzymałości na ścisnienie R_c względem wartości parametru wytrzymałości na zginanie R_g skał stropowych zawiera się w przedziale od 0 do 2 następuje przyrost długości wspornika stropowego średnio o 25% w miarę wzrostu grubości warstwy h skał stropowych (rys.8a). Powyżej zakresu wartości z tego przedziału długość wspornika stropowego gwałtownie maleje, a przyrost jego długości zmienia się średnio o 10% wraz ze wzrostem grubości h warstwy stropu wyrobiska.

Z powyższych rozważań wywnioskować można, że każda hipoteza oraz warunek wytrzymałościowy inaczej odpowiada na pytanie dotyczące minimalnej długości wspornika stropowego nad wybranym pokładem. Z tego względu wartość długości l_{wgr} belki stropu wyrobiska należy oszacować minimalizując wartość funkcji w postaci (Paluch, Tajduś 2008):

$$l_{wgr} = \min(l_{\sigma_{max}}, l_{\tau_{max}}, l_{\sigma_w^{H-M-H}}, l_{\sigma_w^B}) \quad (5)$$

gdzie:

- $l_{\sigma_{max}}$ – długość wspornika z warunku na zginanie, m
- $l_{\tau_{max}}$ – długość krytyczna wspornika z warunku na naprężenia styczne przy zginaniu, m
- $l_{\sigma_w^{H-M-H}}$ – długość krytyczna wspornika z hipotezą wytężeniową dla materiałów ciągliwych, m
- $l_{\sigma_w^B}$ – długość krytyczna wspornika z hipotezą wytężeniową dla materiałów ciągliwych i plastyczno-kruchych, m .

Całkowitą długość wspornika l_w liczoną od czoła ściany stanowi wyrażenie w postaci:

$$l_w = l_{wgr} + L_0 + l_{w0} \quad (6)$$

gdzie:

- l_{wgr} – długość wspornika stropowego za sekcją obudowy zmechanizowanej, m
- L_0 – rozpiętość stropu obudowana stropnicą, m (Biliński 2005)

l_{w0} – największa rozpiętość otwartego stropu, m (Biliński 2005)

W rozwiązaniu uwzględniającym mechanizm zawisania warstwy stropu wyrobiska ścianowego rozpatrzono postać równania różniczkowego opisującego przebieg krzywej ugięcia osi belki stropowej w części nad wybranym złożem w warunkach działania momentu zginającego $M_g(x)$ w postaci (Kłeczek 1994; Wosz 2006):

$$\frac{d^2 f}{dx^2} = -\frac{M_g(x)}{EI} \quad (7)$$

gdzie:

- f – obniżenie osi stropu wyrobiska, m
- x – odległość od czoła wybranego pokładu, m
- M_g – moment zginający, m
- E^g – współczynnik sprężystości Younga belki stropowej, Nm^2
- I – moment bezwładności belki stropowej, m^3

Dwukrotne różniczkowanie zależności (7) przy uwzględnieniu równań (8) i (9) w postaci (Kłeczek 1994):

$$\frac{dM_g}{dx} = T \quad (8)$$

$$\frac{dT}{dx} = \Sigma c \cdot f - p_z \quad (9)$$

gdzie:

- f – obniżenie osi stropu wyrobiska, m
- x – odległość od czoła wybranego pokładu, m
- M_g – moment zginający, m
- Σc – suma współczynnika oporu właściwego pokładu i stojaka, Nm^3
- p_z – ciśnienie nadkładu, Nm^2

pozwala definiować zależność na oszacowanie wartości ugięcia warstwy stropu nad wybranym pokładem, uwzględniając zmiany wysokości obudowy zmechanizowanej, w warunkach prowadzonej eksploatacji złoża systemem ścianowym w postaci (Kłeczek 1994; Szweđa 2004):

$$f(l_{wgr}) = \frac{p_z}{\Sigma c} + e^{-\beta x} \left[\left(l_{wgr} + \frac{2}{\beta} \right) \cos \beta x - l_{wgr} \sin \beta x \right] \frac{p_z l_{wgr}}{4\beta^4 EI} + \frac{\Delta l}{\sin \alpha} \quad (10)$$

gdzie:

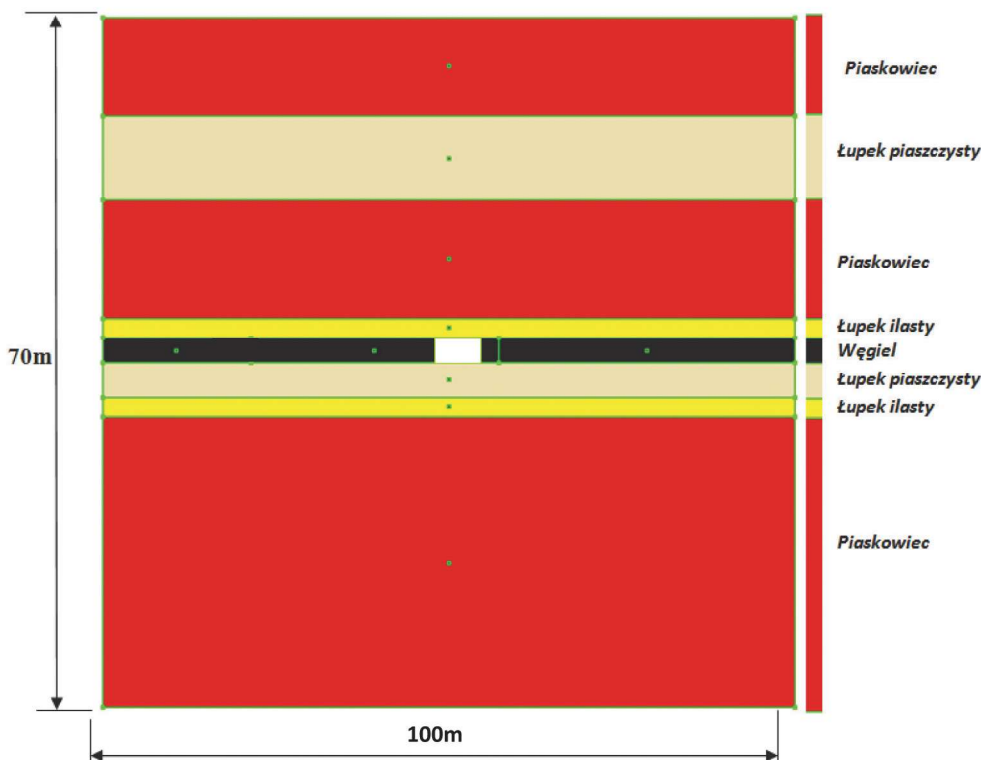
- p_z – ciśnienie nadkładu, Nm^2
- x – odległość od czoła wybranego pokładu, m
- Σc – suma współczynnika oporu właściwego pokładu i sekcji, Nm^3
- l_{wgr} – długość wspornika, m
- E – współczynnik sprężystości belki stropowej, Nm^2
- I – moment bezwładności belki stropowej, m^3
- α – kąt pochylenia stojaka,
- Δl – zsuw stojaka, m

Równanie (10) opisuje zależność wpływu zmian wartości głębokości prowadzonej eksploatacji p_z , współczynnika oporu Σc oraz długości wspornika stropowego l_{wgr} na zmianę wartości ugięcia wspornika stopowego $f(l_{wgr})$, przy uwzględnieniu sztywności EI belki stropowej wyrobiska ścianowego.

3. Badania numeryczne

3.1. Model fizyczny górotworu

Model fizyczny, według którego prowadzono symulacje numeryczne zachowania się górotworu w stropie wyrobiska ścianowego na jego stateczność, zdefiniowano w postaci



Rys. 10. Model fizyczny górotworu
 Fig. 10. Physical model of rock mass

dwuwymiarowej tarczy o wymiarach 100 m w kierunku poziomym oraz 70 m w kierunku pionowym. Wyrobisko ścianowe zamodelowano jako przestrzeń o wymiarach 5,0 m x 2,5 m. W bezpośrednim otoczeniu wyrobiska znajduje się pokład węgla o grubości 2,5 m. Strop wybieranego pokładu stanowią 4 naprzemianległe warstwy łupka ilastego i piaszczystego oraz piaskowca o grubości od 2 m do 12 m. Spąg wyrobiska zdefiniowano w postaci 3 warstw o grubości od 2 m do 30 m, które podobnie jak warstwa stropowa tworzą naprzemianległe warstwy łupka ilastego i piaszczystego oraz piaskowca. Obszar rozwiązania modelu górotworu przedstawiono na rysunku 10.

3.2. Założenia modelu numerycznego

Model numeryczny górotworu zinterpretowano modelem ośrodka izotropowego sprężysto-plastycznego *Coulomba-Mohra*. Odzworowuje on prosty schemat zachowania się materiału górotworu jako ośrodka blokowego. Przyjęcie dla górotworu modelu *Coulomba-Mohra* wymaga przypisania parametrów w postaci (UDEP 2004):

– modułu sztywności objętościowej K :

$$K = \frac{E}{3(1 - 2\nu)} \tag{11}$$

gdzie:

- K – moduł sztywności objętościowej, Nm^{-2}
- E – współczynnik sprężystości postaciowej Younga, Nm^{-2}
- ν – współczynnik Poissona,

– modułu sztywności postaciowej G :

$$G = \frac{E}{2(1 + \nu)} \tag{12}$$

gdzie:

- G - moduł sztywności postaciowej, Nm^{-2}
- E - współczynnik sprężystości podłoża Younga, Nm^{-2}
- ν - współczynnik Poissona,

Uzupełnieniem warunku wytrzymałości jest:

- kąta tarcia wewnętrznego j ,
 - kohezja c .
- Wartości parametrów mechanicznych warstw badanego górotworu zestawiono w tabeli 1. Uplastycznienie może dojść

Tabela 1. Parametry wytrzymałościowe warstw modelu górotworu
Table 1. Mechanical parameters of rock mass

Rodzaj skały	Wielkość fizyczna								
	ρ kg/m ³	ν –	E GPa	K GPa	G GPa	R_c MPa	R_t MPa	ϕ [°]	c MPa
Piaskowiec	2700	0,38	17,9	24,8	6,5	36	4,8	25,45	7,5
Łupek ilasty	2600	0,29	18,8	14,9	7,3	40	8,0	25,4	8,3
			23,1	18,3	8,9	60	12,0	25,4	12,5
			26,7	21,1	10,3	80	16,0	25,45	16,7
Łupek piaszczysty	2650	0,22	16,1	9,5	6,5	29	5,8	25,4	6,0
Węgiel	1450	0,21	3,8	2,2	1,5	16,5	3,3	24,4	10,3

Oznaczenia: ρ – gęstość objętościowa, ν – współczynnik Poissona, E – moduł Younga, K – moduł sztywności objętościowej, G – moduł sztywności postaciowej, R_c – wytrzymałość graniczna na jednoosiowe ściskanie, R_t – wytrzymałość graniczna na rozciąganie, ϕ – kąt tarcia wewnętrznego, c – kohezja.

Tabela 2. Parametry nieciągłości
Table 2. Joint parameters

Lokalizacja nieciągłości	Szywność normalna GPa/m	Szywność styczna GPa/m	Kąt tarcia [°]
w piaskowcu	10,0	1,0	30,0
w łupku ilastym			27,0
w łupku piaszczystym			28,0

w wyniku osiągnięcia stanu granicznego *Columba-Mohra* lub w wyniku przekroczenia przez naprężenia doraźnej wytrzymałości skał na rozciąganie.

Nieciągłości na granicy styków pomiędzy warstwami skał, które odwzorowują litologię górotworu, opisano elementem kontaktu powierzchniowego dla średnich wartości parametrów zestawionych w tabeli 2.

3.3. Warunki brzegowe

W modelu zadano następujące warunki brzegowe:

- dolna krawędź: przemieszczenie w kierunku $y = 0$,
- krawędzie boczne: przemieszczenie w kierunku $x = 0$,
- zsuw stojak $\Delta l = 0,005$ m (wysokość słupa cieczy pod tłokiem 0,50 m),
- kąt pochylenia stojaka $\alpha = 21^\circ$,
- model poddany grawitacji $g = 9,81$ m s⁻².

Do górnej krawędzi modelu przypisane zostało ciśnienie pionowe p_z , którego wartość wynika z lokalizacji (krawędzi) w górotworze. Ciśnienie górotworu zostało dodatkowo powiększone o ciężar warstw budujących model.

Po wygenerowaniu geometrii modelu i podziale na strefy deformowane (siatka numeryczna) przeprowadzono zerowy etap obliczeń do ustabilizowania się modelu, czyli osiągnięcia zmiany maksymalnej niezrównoważonej siły w modelu rzędu 10^{-5} między kolejnymi krokami obliczeniowymi.

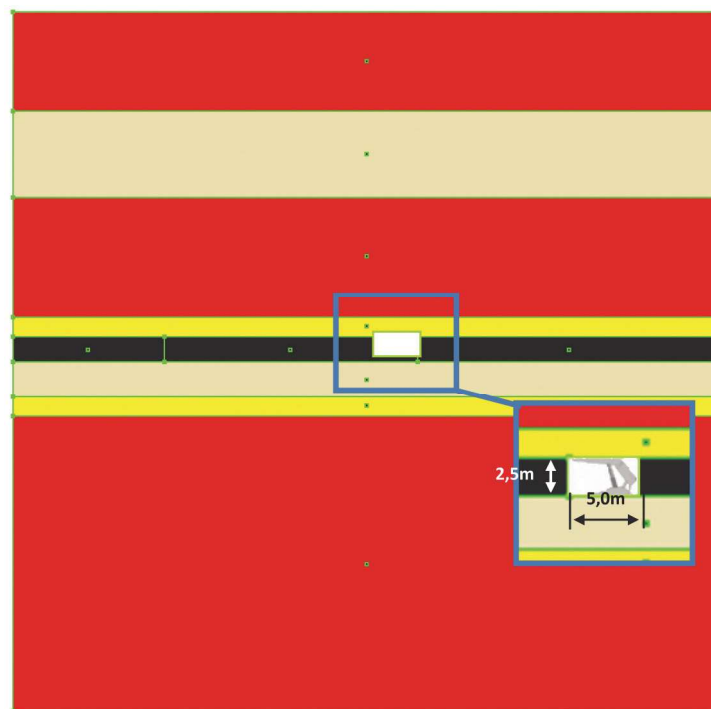
3.4. Parametry obudowy zmechanizowanej

Obudowa zmechanizowana, pracująca na wysokości 2,5 m, została zasymulowana w programie UDEC (rys.10) elementem belkowym typu *beam*. W modelu sekcji uwzględniono rozkład nacisków na stropnicę i spągnicę obudowy zmechanizowanej według schematu przedstawionego na rysunku 11.

Rozpatrzono następujące właściwości elementu belkowego typu *beam*:

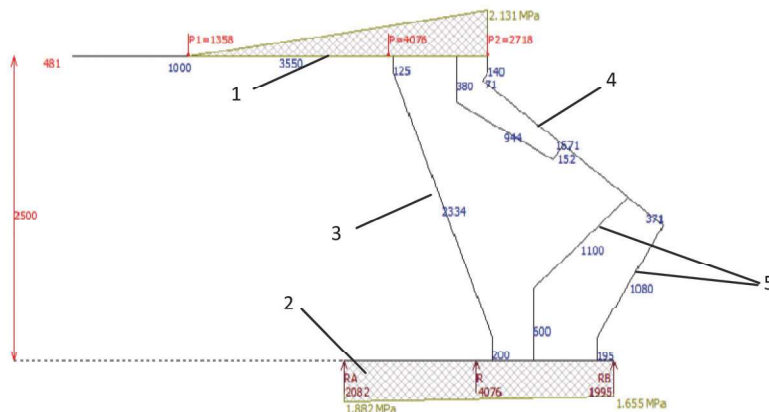
- a) parametry wytrzymałościowe:
 - gęstość 7850 kg m⁻³,
 - moduł Younga $2,1e^{11}$ Pa,
 - współczynnik Poissona 0,29,
- b) parametry współpracy obudowy z górotworem:
 - szywność normalna $1,0e^9$ Pa,
 - szywność styczna $1,0e^9$ Pa.

W obliczeniach numerycznych uwzględniono sekcję dwustojakową pracującą z wysokością 2,5 m. Geometrię obudowy zmechanizowanej stanowi stropnica (rys.12-1) o długości 3,55 m, połączona za pośrednictwem stojaka hydraulicznego (rys.12-3), o długości 2,334 m, ze spągnicą (rys.12-2) o długości 2,47 m. Całość dodatkowo połączona jest z osłoną odzawałową o długości 1,871 m (rys.12-4) oraz z układem dwóch par łączni-



Rys. 11. Obszar modelu numerycznego z symulowaną obecnością zmechanizowanej obudowy ścianowej

Fig. 11. Numerical model with the simulated presence of a powered roof support



Rys. 12. Rozkład sił i nacisków na stropnicę oraz spągnicę obudowy zmechanizowanej: 1 - stropnica, 2 - spągnica, 3 - podpora (stojak hydrauliczny), 4 - osłona odzawałowa, 5 - łączniki układu lemniskatowego

Fig. 12. Forces and pressure distribution along the canopy and the base of the powered roof support: 1 - canopy, 2 - base, 3 - support (hydraulic leg), 4 - caving shield, 5 - the lemniscate system

ków lemniskatowych o długościach 1,1 m i 1,08 m (rys.12-5). Obliczenia wykonano dla obudowy zmechanizowanej charakteryzującej się następującymi parametrami:

- zakres pracy obudowy - 1,1 ÷ 2,7 m,
- podziałka sekcji - 1,5 m,
- średnica stojaka - $\varnothing 290$ mm,
- podporność wstępna stojaka - 1,663 MN (ciśnienie wstępne 25 MPa),
- podporność robocza stojaka - 2,198 MN (ciśnienie robocze 34 MPa).

4. Wyniki

W tabeli 3 zamieszczono uzyskane wyniki zmian długości wspornika stropowego i jego ugięcia otrzymane w wyniku rozwiązania modeli matematycznych przy uwzględnieniu wartości następujących parametrów:

- wytrzymałości na ściskanie R_c i rozciąganie R_t ,
- grubości warstwy stropu bezpośredniego h .

W obliczeniach uwzględniono średni ciężar właściwy skał o wartości $25 \text{ kN} \cdot \text{m}^{-3}$ i zsuw stojaka o wartość $\Delta l = 0,005 \text{ m}$ (Szweda 2004) oraz kąt pochylenia stojaka $\alpha = 21^\circ$ (rys.12).

Z danych zestawionych w tabeli 3 wynika, że wraz ze wzrostem grubości warstwy stropu oraz wartości paramet-

trów wytrzymałościowych skały budującej strop wyrobiska następuje przyrost ugięcia $f(l_w)$ oraz wydłużenie l_w wspornika stropowego nad wybranym pokładem. Na rysunkach 13-15 zaprezentowano wykresy przebiegu zmian wartości ugięcia badanego stropu wyrobiska ścianowego, które otrzymano z rozwiązania modeli matematycznych.

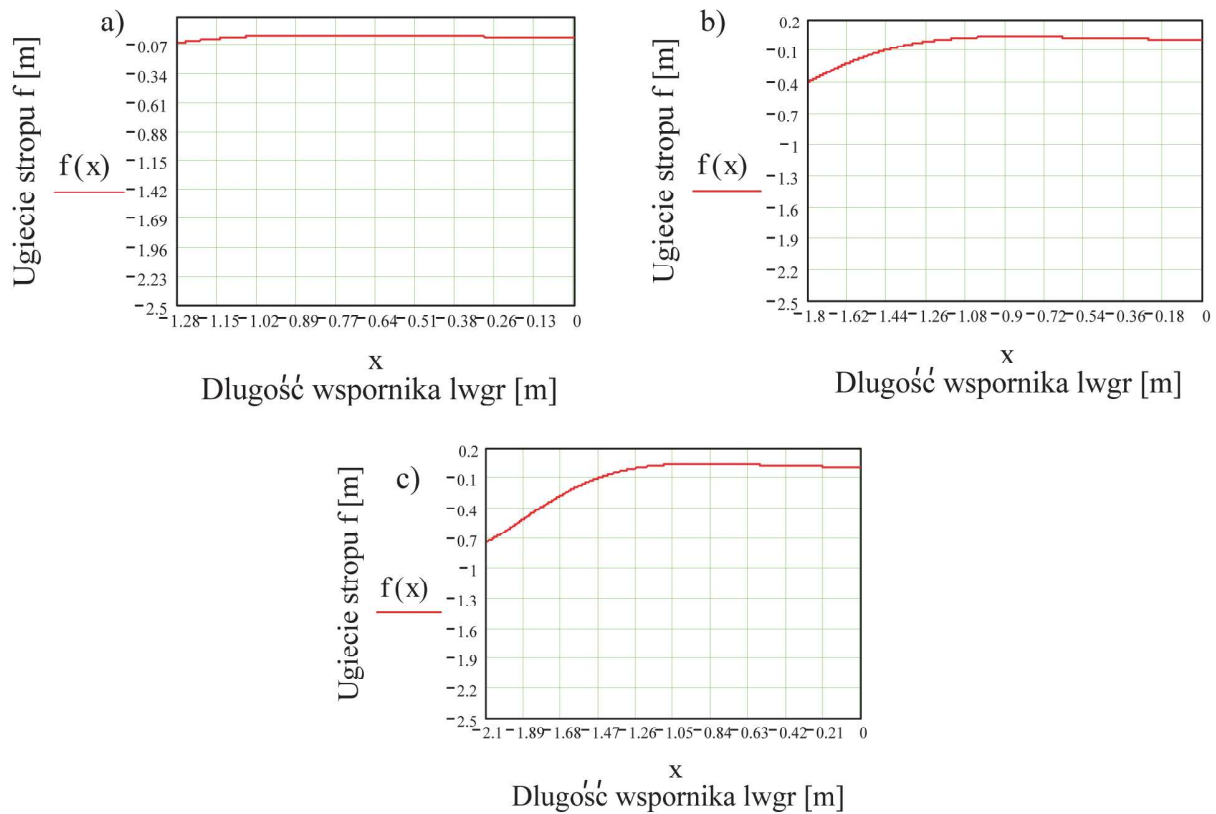
Porównanie wyników badań analitycznych przeprowadzono w oparciu o obliczenia numeryczne, które symulują zachowanie górotworu w stropie wyrobiska ścianowego na głębokości 650 m. Do obliczeń przyjęto dane zamieszczone w tabeli 1 i 3. W symulacji uwzględniono zabiór czola ściany na głębokość 0,8 m oraz szerokość przyczółkowej ścieżki (przed urabianiem calizny węglowej) o wartości 0,5 m. W rezultacie rozpiętość otwartego stropu przy czole ściany stanowi odcinek o długości 1,3 m. Obliczenia numeryczne wykonano dla modelu górotworu symulującego wybieg ściany na odcinku o długości 60 m. Otrzymane wyniki rozwiązania numerycznego zaprezentowano na rysunku 16.

Analizując wyniki przeprowadzonych obliczeń numerycznych (rys.16), można zaobserwować wyraźny wpływ parametrów mechanicznych skał górotworu na jego zachowanie w warstwie stropu wyrobiska ścianowego.

Tabela 3. Wyniki zmian długości i ugięcia stropu wyrobiska ścianowego w zależności od zmian parametrów wytrzymałościowych i geometrycznych warstwy stropu

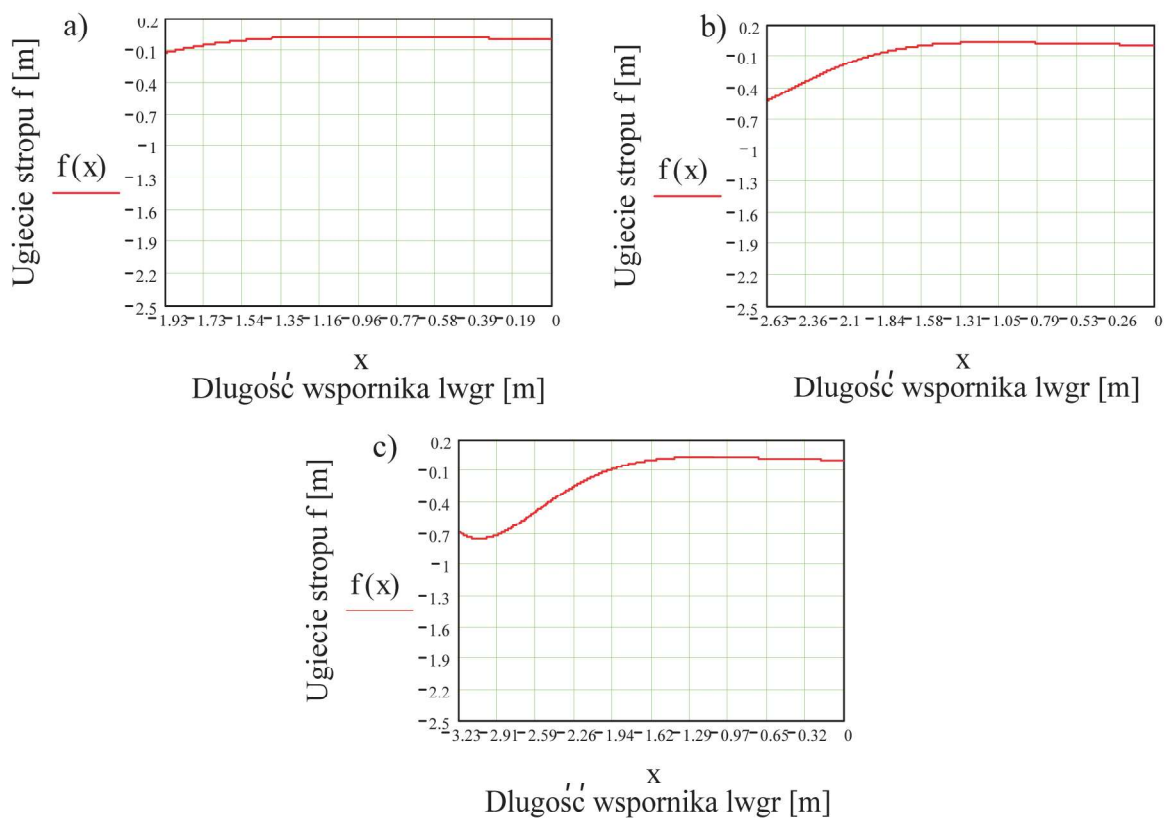
Table 3. Results of changes in the length and deflection of the roof beam depending on mechanical and geometrical parameters of roof strata

Lp.	R_c [MPa]	R_t [MPa]	H [m]	pz [MPa]	h [m]	E [GPa]	l_w [m]	l_{wgr} [m]	$f(l_w)$ [m]
1.	40	8	650	16,25	5	18,4	6,13	1,28	0,07
2.	60	12				22,5	6,65	1,80	0,40
3.	80	16				26,0	7,16	2,31	0,70
4.	40	8			7	18,4	6,78	1,93	0,10
5.	60	12				22,5	7,48	2,63	0,50
6.	80	16				26,0	8,08	3,23	0,72
7.	40	8			9	18,4	7,33	2,48	0,19
8.	60	12				22,5	8,23	3,38	0,61
9.	80	16				26,0	8,59	4,16	0,81



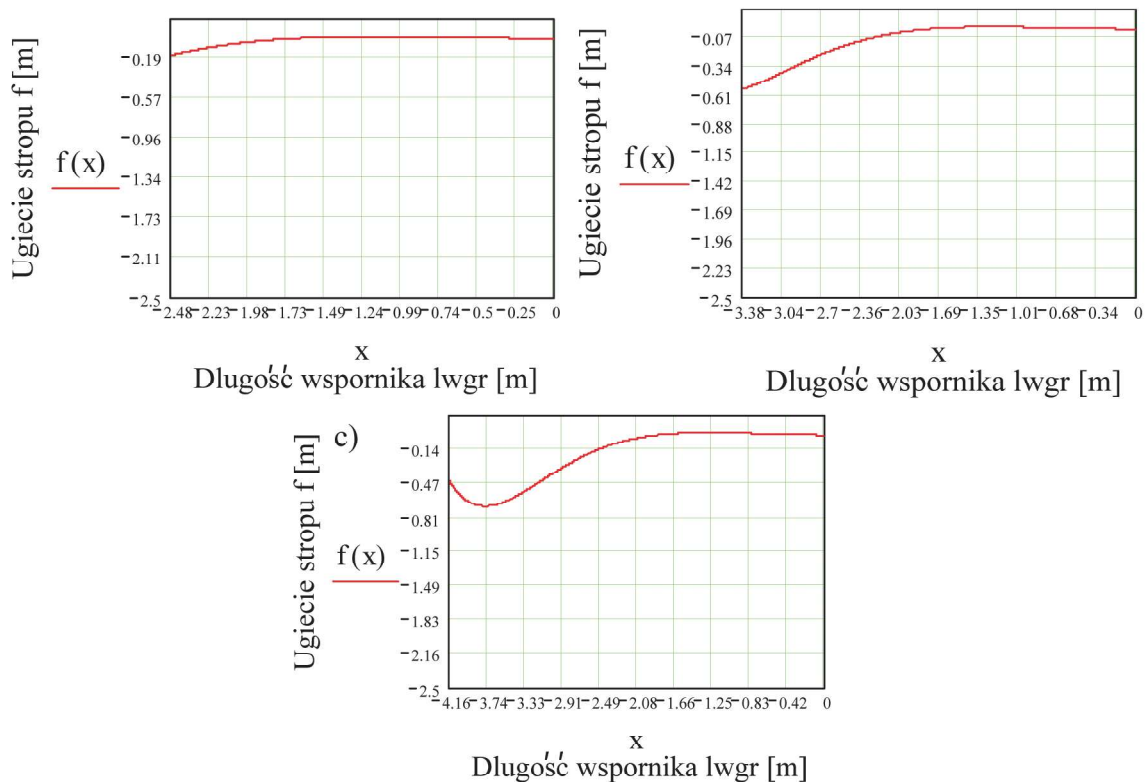
Rys. 13. Wykres ugięcia stropu na głębokości 650 m dla warstwy stropu o grubości $h=5$ m: a - dla R_c stropu 40 MPa, b - dla R_c stropu 60 MPa, c - dla R_c stropu 80 MPa

Fig. 13. Graph of the roof strata deflection at a depth of 650 m for $h=5$ m: a - for R_c 40 MPa, b - for R_c 60 MPa, c - for R_c 80 MPa



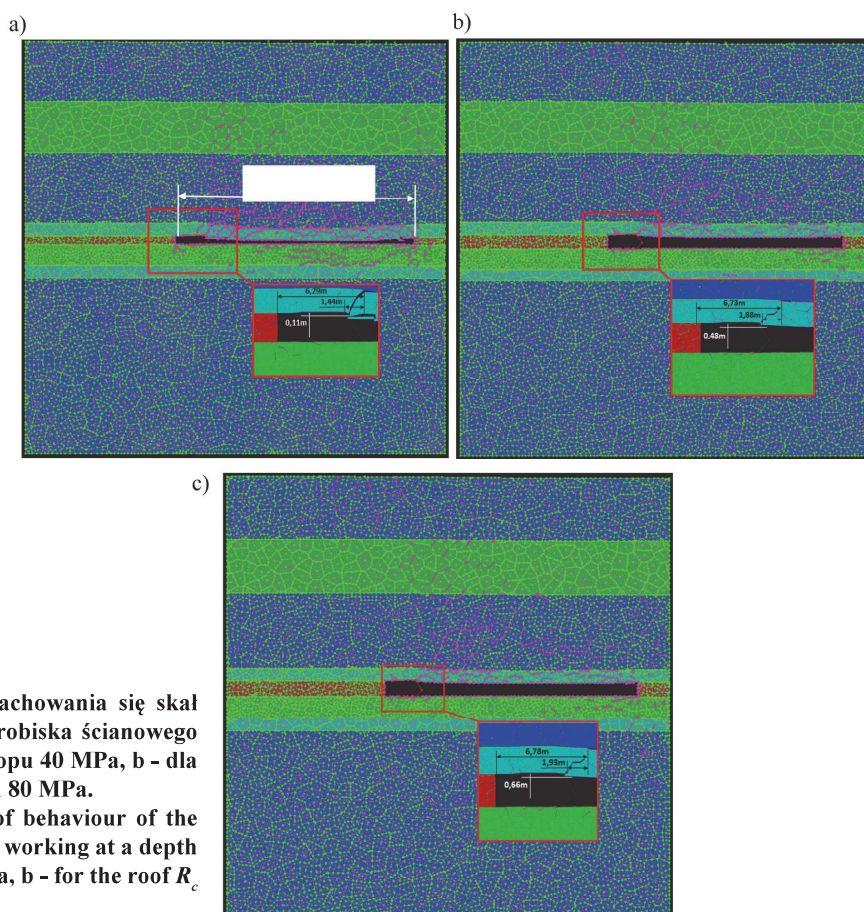
Rys. 14. Wykres ugięcia stropu na głębokości 650 m dla warstwy stropu o grubości $h=7$ m: a - dla R_c stropu 40 MPa, b - dla R_c stropu 60 MPa, c - dla R_c stropu 80 MPa

Fig. 14. Graph of the roof strata deflection at a depth of 650 m for $h=7$ m: a - for R_c 40 MPa, b - for R_c 60 MPa, c - for R_c 80 MPa



Rys. 15. Wykres ugięcia stropu na głębokości 650 m dla warstwy stropu o grubości $h=9$ m: a - dla R_c stropu 40 MPa, b - dla R_c stropu 60 MPa, c - dla R_c stropu 80 MPa

Fig. 15. Graph of the roof strata deflection at a depth of 650 m for $h=9$ m: a - for R_c 40 MPa, b - for R_c 60 MPa, c - for R_c 80 MPa



Rys. 16. Wyniki symulacji numerycznej zachowania się skal górotworu w warstwie stropu wyrobiska ścianowego na głębokości 650 m: a - dla R_c stropu 40 MPa, b - dla R_c stropu 60 MPa, c - dla R_c stropu 80 MPa.

Fig. 16. Results of numerical simulation of behaviour of the rock mass in the roof of a longwall working at a depth of 650 m: a - for the roof R_c 40 MPa, b - for the roof R_c 60 MPa, c - for roof R_c 80 MPa.

Tabela 4. Porównanie wyników prowadzonych badań modelowych
Table 4. Comparison of calculation results

Lp.	Metoda obliczeniowa	R_c [MPa]	l_{wgr} [m]	l_w [m]	$f_{(l_w)}$ [m]
1.	Model numeryczny	40	1,44	6,29	0,11
	Model matematyczny		1,28	6,13	0,07
2.	Model numeryczny	60	1,88	6,73	0,48
	Model matematyczny		1,80	6,65	0,40
3.	Model numeryczny	80	1,93	6,78	0,66
	Model matematyczny		2,31	7,16	0,70

Rozwiązanie modelu numerycznego (wartości średnie) porównano z wynikami uzyskanymi z modeli matematycznych, a efekty tego porównania przedstawiono w tabeli 4.

Dane zestawione w tabeli 4 zinterpretowano wykresem na rysunku 17 oraz rysunku 18 w celu wykazania zależności wpływu parametru R_c skał stropu na zmianę wartości długości oraz ugięcia badanego wspornika stropowego nad wybranym pokładem.

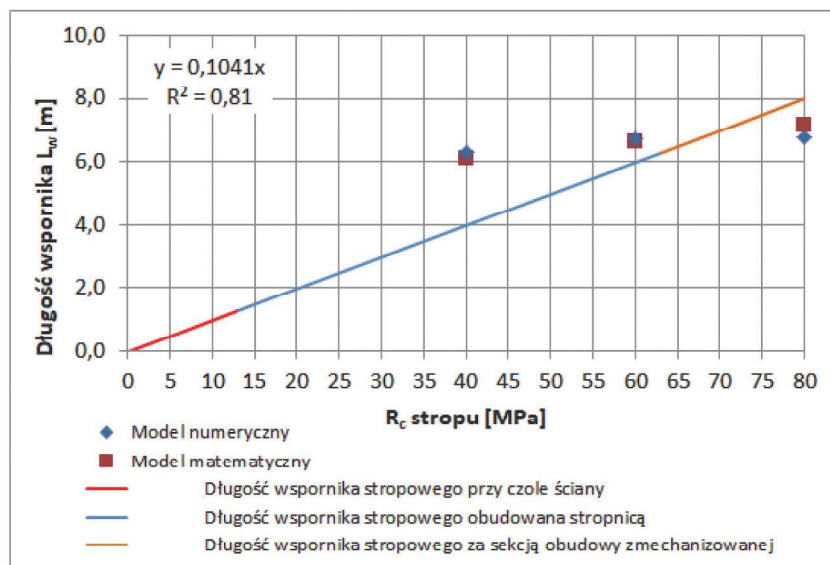
Z przebiegu krzywej na wykresie przedstawionym na rysunku 17 wynika, że w przypadku wystąpienia w stropie wyrobiska ścianowego skał charakteryzujących się wartością parametru R_c w przedziale do 80MPa może skutkować utworzeniem się nad wybranym pokładem wspornika stropowego o długości około 8 m, z czego około 2 m (ok. 25% całkowitej długości wspornika) tworzy się za sekcją obudowy zmecha-

nizowanej. Ponadto wykazano liniowość zależności długości wspornika stropowego od wytrzymałości na ściskanie skał stropu wyrobiska ścianowego, co ułatwia wyznaczenie rozpiętości wspornika stropowego nad wybranym pokładem w zależności od parametrów mechanicznych skał stropu.

W przypadku przebiegu wykresu przedstawionego na rysunku 18 wynika, że przyrost ugięcia wspornika stropowego następuje po przekroczeniu wartości parametru R_c skał stropu równego 40 MPa.

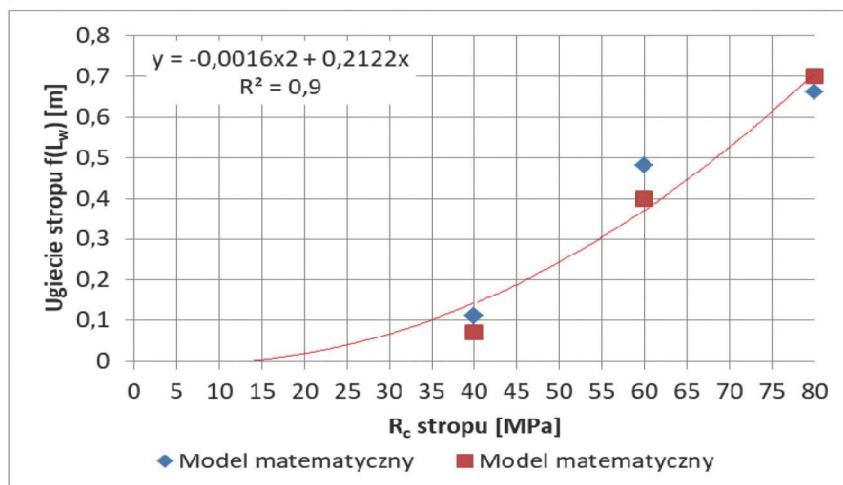
5. Wnioski

W oparciu o wyniki prowadzonych badań modelowych sformułowano następujące wnioski:



Rys. 17. Wykres długości wspornika stropowego w zależności od zmian wartości parametru R_c skał stropu

Fig. 17. Change of roof beam length depending on the compressive strength R_c of roof rocks



Rys. 18. Wykres ugięcia stropu w zależności od zmian wartości parametru R_c

Fig. 18. Deflection of roof beam $f(l_w)$ depending on the compressive strength R_c of roof rocks

- występowanie w stropie wyrobiska skał, które charakteryzują się wytrzymałością na ściskanie powyżej 40 MPa, prowadzi do zawisania skał stropowych za sekcją obudowy zmechanizowanej,
- w przypadku wystąpienia w stropie wyrobiska ścianowego skał o wytrzymałości na ściskanie do 80 MPa prognozuje się możliwość wydłużenia wspornika stropowego średnio o około 25% za sekcją obudowy zmechanizowanej,
- zmiana grubości warstwy stropu wyrobiska ścianowego oraz właściwości mechaniczne skał stropowych stanowią główne parametry, które determinują mechanizm powstania wspornika stropowego za sekcją obudowy zmechanizowanej oraz zawisania skał stropowych nad wybranym pokładem,
- przyrost długości wspornika stropowego za sekcją obudowy zmechanizowanej może w sposób dynamiczny i okresowy obciążać obudowę zmechanizowaną w miarę postępującego wybiegu ściany, a tym samym zmienić parametry pracy obudowy zmechanizowanej w trakcie prowadzenia eksploatacji pokładu.

Podziękowania

Praca została wykonana w ramach badań statutowych prowadzonych w Głównym Instytucie Górnictwa w Katowicach nr 11132038-150 finansowanej przez Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego.

Literatura

- BILIŃSKI A. 2005 - Metoda doboru obudowy ścianowych wyrobisk wybierkowych i chodnikowych do warunków pola eksploatacyjnego. Prace naukowe – Monografie CMG KOMAG, Gliwice.
- GUO WEI-BIN, WANG HONG-SHENG, DONG GUO-WEI, HUANG YAO-GUANG. 2017 - A case study of effective support working resistance and roof support technology in thick seam fully-mechanized face mining with hard roof conditions. *Sustainability*, 9, 935, 1-17.
- KŁECZEK Z. 1994 - Geomechanika górnicza. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice.
- LIU CHUANG, LI HUAMIN, JIANG DONGJIE 2017 - Numerical simulation study on the relationship between mining heights and shield resistance in longwall panel. *International Journal of Mining Science and Technology* 270, p. 293-297.
- PALUCH M., TAJDUŚ A. 2008 - Analiza wytrzymałościowa stropu będącego w kontakcie dwuparametrowym z pokładem przy eksploatacji na zawał. „Górnictwo – Geoinżynieria”, R. 32, z. 1.
- PRUSEK S., RAJWA S., WALENTEK A., MASNY W. 2016 - Powered support selection for longwall workings in dynamic load conditions. 3rd International Symposium on Mine Safety Science and Engineering, Montreal, August, p. 13-19.
- PRUSEK S., MASNY W. 2015 - Analysis of damage to underground workings and their supports caused by dynamic phenomena. *Journal of Mining Science*. Vol.51, Issue 1, pp.63–72.
- PRUSEK S., PŁONKA M., WALENTEK A. 2016a - Applying the ground reaction curve concept to the assessment of shield support performance in longwall faces. *Arabian Journal of Geosciences* nr 9: 167.
- PRUSEK S., WALENTEK A., KLABIS L., MALESZA A. 2012 - Badania ruchów górotworu oraz deformacji obudowy w chodniku międzyścianowym. „Budownictwo Górnicze i Tunelowe” nr 4.
- PRUSEK S. 2014 - Czynniki wpływające na powstanie obwałowań skał stropowych w ścianach prowadzonych z zawałem skał stropowych. „Przeгляд Górnicy” nr 3, s. 71-78.
- PRUSEK S. 2016 - Stateczność wyrobisk ścianowych podczas eksploatacji pokładów węgla kamiennego z zawałem skał stropowych. GIG, Katowice.
- RAJWA S. 2016 - Wpływ nośności spągu na warunki utrzymania stropu ściany. „Przeгляд Górnicy” nr 10, s. 44-50.
- RAJWA S. 2017 - Główne przyczyny utraty stateczności wyrobiska ścianowego. Wydawnictwo WUG, nr 03.
- SONG G., YANG S. 2015 - Investigation into strata behavior and fractured zone height in a high-seam longwall coal mine. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. Volume 115, 781-788.
- SZWEDA S. 2004 - Identyfikacja parametrów charakteryzujących obciążenie sekcji obudowy zmechanizowanej spowodowane dynamicznym oddziaływaniem górotworu. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.
- WALENTEK A., JANOSZEK T., LUBOSIK Z., PRUSEK S. 2018 - Wpływ konwergencji chodnika przyścianowego na proces przewietrzania sieci wentylacyjnej kopalni – badania modelowe. „Przeгляд Górnicy”, nr 3, s. 15-25.
- WOSZ R. 2006 - Ugięcie stropu nad eksploatowanym złożem rudy miedzi LGOM – wpływ wartości współczynnika eksploatacji na powstawanie stref odciążenia między warstwami stropowymi. „Górnictwo i Geoinżynieria”, z. 3.
- UDEC 4.0 GUI. A. - Graphical User for UDEC. 2004 Itasca Consulting Group, Inc.
- Opracowanie zbiorowe. Mały poradnik mechanika. Tom 1-2. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, 1994.

Artykuł wpłynął do redakcji – maj 2019
Artykuł akceptowano do druku 14.08.2019