

ŁUKASZ HEREZY

WALDEMAR KORZENIOWSKI

KRZYSZTOF SKRZYPKOWSKI

## Określenie założeń modelu matematycznego pracy sekcji obudowy zmechanizowanej w zakresie jej podporności roboczej

*W artykule posłużono się zgromadzonymi danymi dotyczącymi pracy kompleksu ścianowego, aby wyznaczyć wpływ czasu, wytrzymałości skał stropowych na ściskanie, postępu ściany, odległości stropnicy sekcji od ociosu na wartość osiąganą podporności roboczej. W tym celu w programie Statistica wykonano analizy z wykorzystaniem ogólnych modeli liniowych. Przyjęte kryteria danych wejściowych pozwoliły na uzyskanie modeli pracy sekcji o skorygowanym  $R^2$  wynoszącym 0,11–0,42, kwalifikującym te modele jako istotne statystycznie. Dla rozpatrywanego pola ścianowego określono wymaganą minimalną podporność roboczą sekcji dla kilku sposobów jej wyznaczania i porównano z podpornością zastosowanych sekcji obudowy. Następnie na podstawie modeli matematycznych wyznaczono wartość ciśnienia roboczego, które można wykorzystać jako:*

- ciśnienie w stojaku hydraulicznym i na jego podstawie obliczyć podporność stojaka hydraulicznego będącą reakcją na obciążenie sekcji,
- ciśnienie wywierane przez górotwór na wyrobisko eksploatacyjne, z którego można wyznaczyć rzeczywiste obciążenie sekcji obudowy zmechanizowanej.

*Dla obydwu założeń wyznaczono wskaźnik nośności stropu. Jego wartości świadczą o bardzo dobrej współpracy sekcji z górotworem w rozpatrywanych warunkach geologiczno-górnictwowych.*

*Słowa kluczowe: ciśnienie robocze, podporność obudowy, system ścianowy, obciążenie wyrobiska ścianowego*

### 1. WSTĘP

Ścianowy system eksploatacji jest jednym z najpopularniejszych na świecie. W porównaniu z drugim co do popularności systemem komorowo-filarowym odznacza się lepszymi wynikami eksploatacyjnymi. Jednakże wyposażenie maszynowe konieczne do jego zastosowania jest bardzo drogie. Wyposażenie to nazywane jest kompleksem ścianowym, na który składają się maszyna urabiająca (kombajn ścianowy lub głowica strugowa wraz z jej napędem), przenośnik ścianowy i podścianowy zgrzeblowy, obudowa zmechanizowana, pociąg aparaturowy oraz hydrauliczny zespół zasilający. Prawidłowo dobrane poszczególne urządzenia kompleksu zarówno do warunków geologiczno-górnictwowych, jak i do współpracy powinny

gwarantować użytkownikowi prowadzenie niezależnej eksploatacji, której wynikiem będzie osiągnięcie wydobywania na zakładanym poziomie [1, 2]. Pierwszymi kryteriami doboru maszyn są wysokość eksploatacji (wysokość pokładu), podłużny i poprzeczny kąt nachylenia wyrobiska ścianowego. Jeżeli maszyny kompleksu zostały zaprojektowane do współpracy ze sobą wówczas sprawdzenie ich pod tym kątem jest zbędne. W przypadku jednak, gdy wyposażenie ściany składa się z maszyn różnych producentów lub różnych projektowanych kompleksów tego samego producenta należy sprawdzić możliwości techniczne ich współpracy. Kolejnym krokiem jest sprawdzenie wydajności urabiania maszyny i zdolności odbioru urobku przenośnika dla osiągnięcia zakładanego wydobywania dobowego. W przypadku obudowy zmechanizowanej prócz warunków technicznych

należy sprawdzić jej współpracę z górotworem zapewniającą stateczność stropu nad przestrzenią roboczą wyrobiska ścianowego [3–10]. Zapewnienie prawidłowej współpracy sekcji obudowy ze stropem wynika z prawidłowego doboru jej parametrów techniczno-ruchowych [4, 11, 12]. Zmienna w czasie podporność robocza jest reakcją na obciążenie sekcji obudowy pochodzące od skał stropowych. Składowymi mającymi wpływ na wartość obciążenia sekcji są między innymi [3, 6, 13, 14]:

- ciśnienie górotworu związane z głębokością eksploatacji, zaszczościami eksploatacyjnymi, kątem nachylenia pokładu,
- wytrzymałość na ściskanie skał stropowych,
- rozpiętość wyrobiska ścianowego rozumianą jako odległość od czoła ściany do miejsca tworzenia się zawału,
- czas postoju sekcji.

Prawidłowy dobór obudowy do warunków geologiczno-górnictwowych nie zawsze gwarantuje nam prawidłową współpracę ze stropem. Do osiągnięcia zadanej i jednakowej podporności wstępnej w stojakach sekcji obudowy stosuje się układy sterowania z układem wtórnego doładowania. Jednakże w warunkach słabych stropów, gdzie przy zbyt dużym ciśnieniu wstępnym możemy niszczyć skały stropowe układ ten jest często wyłączany przez operatorów [12, 15, 16]. Brak jego działania powoduje nierównomierne ciśnienie w stojakach oraz niejednokrotnie niedostateczne rozparcie sekcji. W konsekwencji dopuszczamy do powstawania opadów, obwałów, a nawet zawałów skał stropowych oraz do przeciążeń elementów sekcji obudowy.

## 2. METODY DOBORU I SPRAWDZENIA WSPÓŁPRACY SEKCJI OBUDOWY Z GÓROTWOREM

W warunkach polskich w celu sprawdzenia współpracy sekcji obudowy z górotworem posługujemy się metodą dopuszczalnego ugięcia stropu [6, 13, 14].

Warunek dobrego utrzymania stropu zostanie spełniony wówczas, gdy wartość wskaźnika nośności stropu  $g$  wynosi co najmniej 0,8. Jest to wartość graniczna, poniżej której występuje zagrożenie obwałem skał stropowych i złe warunki utrzymania stropu. Przyjęto, że przy wskaźnikach nośności stropu w przedziale  $0,7 \leq g < 0,8$  należy się liczyć z utrudnieniami w prowadzeniu ściany. Utрудnienia związane są z ryzykiem opadu skał stropowych lub przemieszczeniem pionowym bloków skalnych [6].

Do określenia wartości wskaźnika nośności stropu  $g$  korzysta się ze wzoru [6]:

$$g = \frac{1}{\frac{0,65 \cdot z_1}{z_g} + 0,3} \quad (1)$$

gdzie:

- $z_1$  – jednostkowe nachylenie stropu,
- $z_g$  – wartość granicznego nachylenia stropu.

Po przekroczeniu granicznej wartości osiadania następuje rozpad warstwy skalnej. Graniczna wartość osiadania jest różna w zależności od rodzaju skał. Na podstawie obserwacji prowadzonych w wyrobiskach ścianowych można określić wartość granicznego nachylenia stropu utworzonego z danego rodzaju skał, po przekroczeniu której staje się on zbiorowiskiem luźnych bloków skalnych. Wartość ta wyraża się nachyleniem stropu  $z_g$  w milimetrach przypadającym na 1 m rozpiętości stropu [6]:

$$z_g = \frac{k_e}{\frac{0,05}{R_{cs}} + 0,006} \left[ \frac{\text{mm}}{\text{m}} \right] \quad (2)$$

gdzie:

- $k_e$  – współczynnik zależny od systemu eksploatacji (dla zawału 0,8, dla podsadzki hydraulicznej 0,35),
- $R_{cs}$  – wytrzymałość na ściskanie skał stropowych [MPa].

Wartość jednostkowego nachylenia stropu  $z_1$  [mm/m], czyli nachylenia występującego na pierwszym metrze rozpiętości wyrobiska od czoła ściany, jest czynnikiem decydującym o wielkości osiadania stropu nad całym wyrobiskiem ścianowym.

W przypadku ścian zawałowych wartość  $z_1$  wylicza się ze wzoru [6]:

$$z_1 = \frac{1}{0,013 m_p + 0,002} \left[ \frac{\text{mm}}{\text{m}} \right] \quad (3)$$

gdzie  $m_p$  – stosunek wartości momentu podporności obudowy  $M_p$  [MN·m] do wartości momentu obciążenia wyrobiska  $M_Q$  [MN·m].

Przy obliczaniu jednostkowego nachylenia stropu niezbędne jest wyznaczenie momentu wypadkowej podporności sekcji obudowy zmechanizowanej  $M_p$  oraz podporności średniej obudowy zmechanizowanej  $P_z$  (wzór (4)), która jest obliczana dla odcinka ściany, na którym jedna z sekcji rozparta jest podpornością wstępną, druga przemieszczana jest w kierunku

ociosu, kolejna nie została jeszcze przesunięta, a ciśnienie w stojakach znajduje się w górnym zakresie ciśnienia roboczego lub w zakresie ciśnienia nominalnego. Jest to najmniej korzystna sytuacja w trakcie normalnej pracy obudowy ścianowej [6]:

$$P_z = \frac{i \cdot n_k \cdot n_w \cdot P_r}{3b} \cdot \left[ \frac{(1-n_0) \cdot (d_{02} - d_{01})}{\frac{100 \cdot e^{-3,5 \cdot e^{-8 \cdot n_{cz}}}}{z_{sr}} + (1 + e^{-1,8 \cdot e^{-2 \cdot n_{cz}}})} + 2 \cdot n_m \cdot n_0 \right] \text{ [MN]} \quad (4)$$

gdzie:

- $i$  – liczba stojaków hydraulicznych obudowy zmechanizowanej,
- $n_k$  – współczynnik redukcyjny podporności stojaka,
- $n_w$  – współczynnik przenoszenia podporności sekcji obudowy na strop wyrobiska,
- $P_r$  – podporność robocza stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej [MN],
- $n_0$  – stosunek podporności wstępnej do podporności roboczej,

$$n_0 = \frac{P_w}{P_r} \quad (5)$$

- $P_w$  – podporność wstępna stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej [MN],
- $d_{02} - d_{01}$  – odległość początkowa i końcowa od czoła ściany rozpatrywanego odcinka rozpiętości wyrobiska [m],
- $n_{cz}$  – współczynnik pracy obudowy,
- $z_{sr}$  – średnia wartość zaciskania wyrobiska ścianowego na odcinku  $d_{02} - d_{01}$ ,
- $n_m$  – współczynnik wpływu małej wytrzymałości otoczenia.

Moment podporowy obudowy zmechanizowanej wynosi [6]:

$$M_p = P_z \cdot l_z \text{ [MN} \cdot \text{m]} \quad (6)$$

gdzie  $l_z$  – ramię działania siły podporności  $P_z$ .

Ciążar górotworu działający na wyrobisko ścianowe jest równy ciężarowi wycinka bryły górotworu o szerokości 1 m, licząc wzdłuż frontu ściany, oraz długości podstawy prostopadłej do tego frontu, równej rozpiętości wyrobiska. Wysokość wycinka oraz kształt ścian bocznych zależy od przyjętego systemu eksploatacji i wytrzymałości stropu.

Obciążenie wyrobiska ścianowego przypadające na 1 m bieżący jego długości, w systemie z zawałem stropu wynosi:

$$Q = n_q \cdot n_a \cdot h_s \cdot c_w \frac{L_i^{1,4}}{0,13 \cdot R_c^{0,5} + 0,7} \text{ [MN]} \quad (7)$$

gdzie:

- $n_q$  – współczynnik nasilenia obciążenia,
- $n_a$  – współczynnik zasięgu górotworu odprężonego,
- $c_w$  – ciężar objętościowy skał stropowych [MN/m<sup>3</sup>],
- $h_s$  – zredukowana wysokość wyrobiska eksploatacyjnego [m],
- $L_i$  – rozpiętość wyrobiska [m],
- $R_c$  – wytrzymałość skał stropowych na ściskanie [MPa].

Moment obciążenia wyrobiska ścianowego wynosi [6]:

$$M_Q = 0,7 \cdot L_i \cdot Q \text{ [MN} \cdot \text{m]} \quad (8)$$

Określenie minimalnej podporności roboczej sekcji obudowy można wykonać, posługując się wzorem:

$$P = \frac{Q}{0,7} (g - 0,3) \text{ [MN]} \quad (9)$$

W równaniu (9) za wartość współczynnika  $g$  należy wstawić co najmniej 0,8, aby zagwarantować dobre warunki utrzymania stropu [17].

W krajach o rozwiniętym górnictwie na bazie własnych doświadczeń opracowano metody doboru podporności sekcji obudowy.

Na przykład w Wielkiej Brytanii [6] stosuje się do obliczenia minimalnej podporności sekcji wzór:

$$P \geq \frac{m}{k-1} \cdot \gamma \left[ \frac{\text{Mg}}{\text{m}^2} \right] \quad (10)$$

Dla wybranych metod dokonano obliczeń minimalnej podporności roboczej dla opisanych w pkt 3 warunków geologiczno-górnicznych, ich wyniki przedstawiono w tabeli 1.

**Tabela 1**

**Wyniki obliczeń minimalnej podporności sekcji obudowy dla wybranych metod**

Lp.	Metoda	Minimalna podporność sekcji obudowy $P_{\min}$ [kN/m <sup>2</sup> ]
1	Polska [17]	200
2	Wielka Brytania [17]	267
3	Niemcy [17]	214
5	Terzaghi [11]	128
5	Yehia [19]	95

### 3. WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE

Rozpatrywane pole ścianowe zalegało prawie poziomo, nachylenie wzdłużne przecinki ścianowej wynosiło 2°. Miąższość pokładu zmieniała się w granicach 1,33–1,8 m wokół wartości średniej wynoszącej 1,6 m. W pokładzie występowały przerosty iłowcowe o miąższości około 0,1 m i wytrzymałości na ściskanie w zakresie 15–32 MPa. Wytrzymałość węgla wahała się w granicach 12–18 MPa. Zaprojektowana ściana eksploatacyjna miała długość 250 m przy wybiegu wynoszącym 1750 m.

W analizowanym rejonie strop bezpośredni stanowiły warstwy iłowca, mułowca i piaskowca. Miąższość iłowca występującego bezpośrednio nad pokładem wahała się od 0,8 m do 2,0 m. Lokalnie stwierdzono występowanie buł sferosyderytów. Bezpośrednio nad iłowcem zalegała warstwa mułowca o miąższości od 0,2 m do ponad 7,0 m. Największą miąższość mułowca obserwowano w środkowej części wybiegu ściany. Nad mułowcem zalegała warstwa piaskowca o miąższości do 7,0 m, miejscami przewarstwiona pojedynczymi wkładkami mułowca. Najgrubszą ławę piaskowca stwierdzono na początku wybiegu ściany. Powyżej piaskowca zalegały naprzemianległe warstwy mułowców i iłowców oraz węgla.

W spągu pokładu, praktycznie na całej długości wybiegu ściany, występowała warstwa iłowca o grubości od 0,3 m do niespełna 1,5 m. Poniżej układ warstw był zmienny, tj. na przemian występował mułowiec, piaskowiec oraz iłowiec, a lokalnie także węgiel. W rejonie nie stwierdzono zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych. Na podstawie otworów badawczych wykonanych w wyrobiskach przyścianowych rozpatrywanego pola wykonano mapę wytrzymałości skał stropowych nad polem ścianowym (rys. 1).

W trakcie prac badawczych w bezpośrednim sąsiedztwie analizowanej ściany nie prowadzono eksploatacji. Można zatem przyjąć, że w trakcie jej wybierania przemieszczenia górotworu w rozważanym obszarze będą wynikiem przede wszystkim ciśnienia pierwotnego górotworu oraz ciśnienia eksploatacyjnego.

Wyrobisko ścianowe zostało uzbrojone w kompleks strugowy, w którego skład wchodziły:

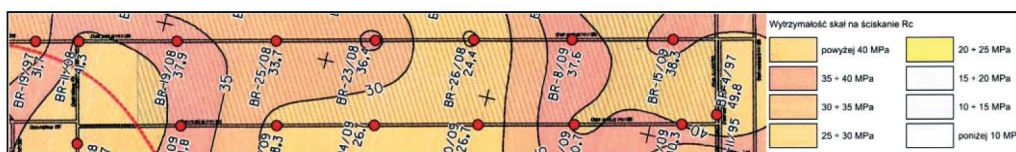
- strug GH 1600 przystosowany do eksploatacji pokładów o miąższości 0,98–2,2 m; w ścianie zastosowano najniższą wersję o wysokości 980–1230 mm;
- przenośnik ścianowy PF-1032 z czołowym wysypem;
- przenośnik podścianowy PF-1132;
- sekcje obudowy zmechanizowanej, łącznie 141 sztuk; od strony chodnika podścianowego zabrono trzy sztuki sekcji skrajnej, następnie sekcję liniową 9,5/20 w liczbie 134 sztuk i cztery sztuki sekcji skrajnej; parametry techniczne sekcji przedstawiono w tabeli 2.

Parametry sekcji i warunki rozpatrywanego pola ścianowego pozwoliły na obliczenie wskaźnika nośności stropu  $g$  na poziomie około 1,4. Sekcje przy takim wskaźniku powinny zapewnić bardzo dobre utrzymanie stropu w wyrobisku eksploatacyjnym.

Tabela 2

Parametry techniczno-ruchowe sekcji obudowy zmechanizowanej

Parametr	Wartość	Jednostka
Zakres wysokości obudowy	0,95–2,0	[m]
Zakres pracy obudowy	1,0–1,9	[m]
Dopuszczalne nachylenie	podłużne	do 15° [–]
	poprzeczne	±15° [–]
Podziałka obudowy	1,75	[m]
Krok obudowy	do 0,85	[m]
Liczba stojaków hydraulicznych	2	[szt.]
Średnica stojaka	Ø320	[mm]
Podporność stojaka	wstępna (32 MPa)	2,573 [MN]
	robocza (45 MPa)	3,619 [MN]
Długość stropnicy	4030	[mm]
Ciśnienie robocze	45	[MPa]
Ciśnienie zasilania	32	[MPa]



Rys. 1. Mapa wytrzymałości  $R_c$  dla pakietu skał zalegających do 6 m od stropu pokładu (wyk. A. Ruchel)

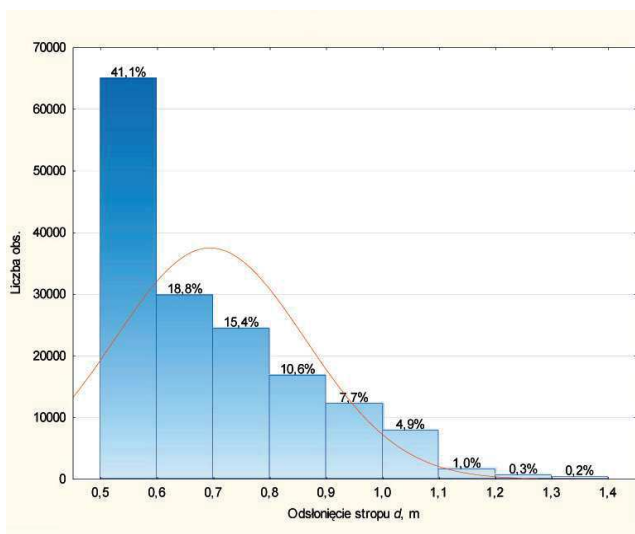


#### 4. ANALIZA DANYCH UZYSKANYCH Z PROGRAMU V-SHIELD

W rozpatrywanym wyrobisku ścianowym obudowa składała się ze 141 sekcji. Jednym z podstawowych elementów wyposażenia kompleksu był system sterowania i wizualizacji pracy zarówno sekcji, jak i pozostałych maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego. Podstawowymi danymi wykorzystanymi do analiz pozyskanych z systemu wizualizacji były [2, 18, 20, 21]:

- $p$  – ciśnienie w części podtłokowej stojaków hydraulicznych sekcji obudowy [MPa],
- $w$  – wysuw siłownika przekładkowego [m],
- $v$  – postęp ściany [m/24 h],
- $t_p$  – czas postoju sekcji obudowy [min].

W analizach zamiast wartości wysuwu siłownika przekładkowego posłużono się wielkością odsłonięcia stropu  $d$  [m] oznaczającą odległość końca stropnicy (od strony czoła ściany) do czoła ściany. Odległość  $d$  to składowa odległości technicznej  $L_t$  końca stropnicy od czoła ściany (wynikającej z budowy kompleksu ścianowego przed wykonaniem zabioru) i wielkości zabioru z maszyny urabiającej. Dla rozpatrywanego kompleksu ścianowego odległość  $L_t$  wynosi 0,5 m, a maksymalny założony zabiór 0,7 m. Maksymalne założone odsłonięcie stropu  $d$  powinno wynosić 1,2 m, w praktyce największa wartość wynosiła 1,4 m.

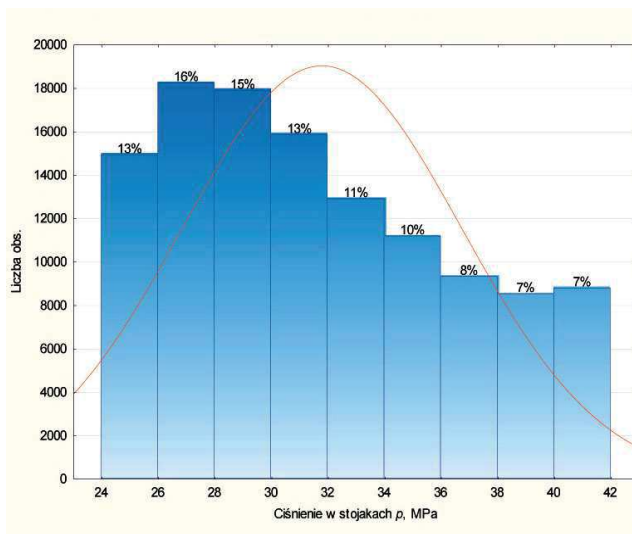


Rys. 2. Rozkład wartości odsłonięcia stropu  $d$

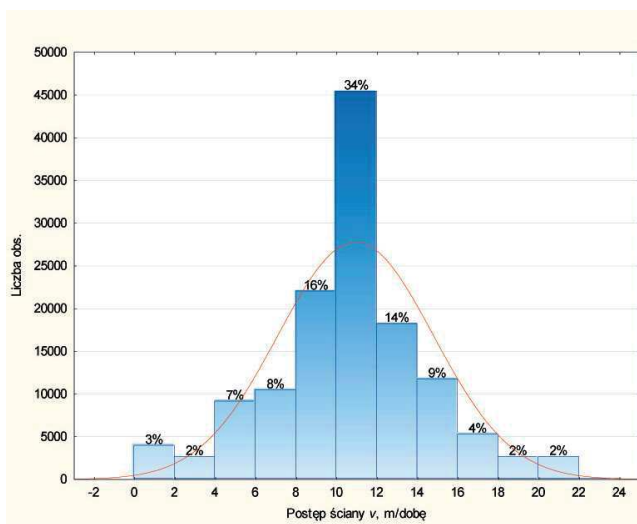
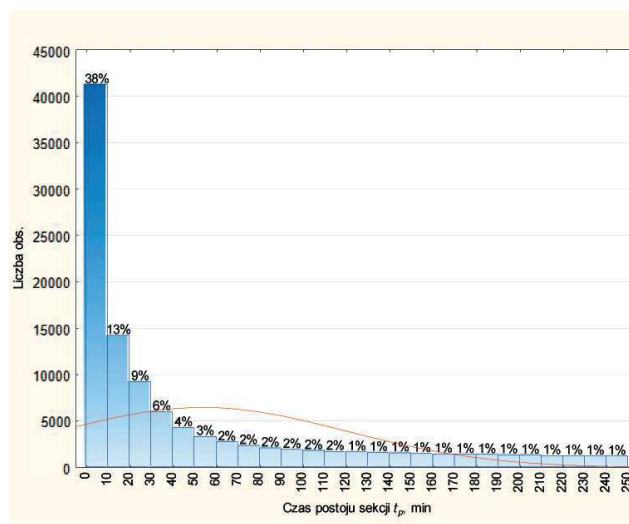
Uwzględniając wyniki badań [2, 18, 20], do analiz przyjęto:

- sekcje od 30 do 110,
- maksymalny czas postoju  $t_p$  przyjęto nie większy niż 250 min (w tym czasie sekcja pracuje jeszcze w zakresie ciśnienia roboczego),
- maksymalną wartość ciśnienia 42 MPa,
- minimalną wartość ciśnienia 24 MPa.

Z rysunku 2 wynika, że 41% wartości odsłonięcia stropu mieści się w przedziale od 0,5 m do 0,6 m. Zbliżoną wartość procentową mają parametry odsłonięcia stropu w przedziale od 0,6 m do 0,9 m – wynosi ona 44,8%. Pozostały przedział odsłonięcia stropu do wartości nominalnej zabioru 1,2 m wynosi 13,6%. Jedynie 0,5% ze wszystkich wartości  $d$  przekracza wartość nominalną 1,2 m. Na rysunku 3 przedstawiono rozkład ciśnienia w stojakach  $p$ . Podczas przyrostu ciśnienia o 8 MPa (od 24 MPa do 32 MPa) obserwuje się 57% odczytanych danych, pozostałe 43% przypada na przyrost kolejnych 10 MPa (od 32 MPa do 42 MPa). Zdecydowanie dominującymi prędkościami postępu ściany, których udział w całości danych wynosi 34%, są postępy w przedziale 10–12 m/dobę (rys. 4). Odzwierciedleniem rozkładu odsłonięcia stropu  $d$  jest rozkład czasu postoju  $t_p$  sekcji (rys. 5). Wynika z niego, że 38% zarejestrowanych postojów nie przekracza 10 min. Na czas niezbędnego do wykonania pełnego zabioru ( $z = 0,7$  m), wynoszącego 27 min, przypada 60% rejestrowanych postojów. Pozostałe 40% odnosi się do wartości odsłonięcia stropu powyżej 1,2 m.



Rys. 3. Rozkład wartości ciśnienia w stojakach  $p$

Rys. 4. Rozkład wartości postępu ściany  $v$ Rys. 5. Rozkład czasu postoju sekcji  $t_p$ 

## 5. WIELOPARAMETRYCZNY MODEL PRACY SEKCJI

Do wyznaczenia modelu pracy sekcji wykorzystano model liniowy – często służy on do analizy dowolnych układów ANOVA lub MANOVA zawierających predyktory skategoryzowane, dowolne układy ANCOVA lub MANCOVA zawierające zarówno skategoryzowane, jak i ciągle zmienne objaśniające oraz dowolne układy regresji wielorakiej i wielowymiarowej. W modelu tym istnieją dwie metody kodowania i analizy zmiennych: do analizy danych pomiarowych Statistica dopasowała Model z sigmaograniczeniami (sposób kodowania predyktorów jakościowych). Przy użyciu tej metody można przypisać dwie dowolne, umowne, ale różne wartości pojedynczej zmiennej objaśniającej (predyktora). Otrzymane wartości zmiennej objaśniającej będą przedstawiać ujętą ilościowo przynależność do grup. Wartości odpowiadające przynależności do grup nie są zazwyczaj wybierane w dowolny sposób, lecz tak, aby ułatwić interpretację wielkości współczynnika regresji powiązanego ze zmienną objaśnianą (predyktorem). W jednej z szeroko wykorzystywanych strategii przypadkom należącym do dwóch grup są przypisywane wartości zmiennej objaśniającej równe 1 i -1, dzięki czemu, w przypadku gdy współczynnik regresji dla zmiennej jest dodatni, wówczas grupa zakodowana w zmiennej objaśniającej za pomocą 1 będzie miała wyższą przewidywaną wartość (tzn. wyższą wartość średniej grupowej) zmiennej zależnej, a gdy współczynnik regresji jest ujemny, wówczas grupa kodowana jako -1 w obrębie zmiennej

objaśniającej będzie miała wyższą przewidywaną wartość zmiennej zależnej. Dodatkowa zaleta tego podejścia polega na tym, że każda z grup jest kodowana za pomocą wartości różniące się o jeden od zera, co pomaga w interpretacji wielkości różnic wartości przewidywanych pomiędzy grupami, ponieważ współczynniki regresji charakteryzują jednostkową zmianę zmiennej zależnej dla każdej jednostkowej zmiany zmiennej objaśniającej (predyktora). Ta strategia kodowania jest trafnie nazywana parametryzacją z sigmaograniczeniami ze względu na to, że wartości używane do oznaczenia przynależności do grupy (1 i -1) sumują się do zera [22].

Przyjmowano wiele wariantów obliczeniowych zarówno z podziałem czasu postoju, jak i odsłonięcia stropu w różnych przedziałach i wzajemnych konfiguracjach. Najbardziej optymalnymi wskaźnikami statystycznymi (tab. 3) charakteryzowała się konfiguracja parametrów, gdzie:

- czas postoju sekcji  $t_p$  zawierał się w przedziale od 0 min do 250 min,
- odsłonięcie stropu podzielono na przedziały:
  - $0,5 \text{ m} \leq d < 0,6 \text{ m}$ ,
  - $0,6 \text{ m} \leq d < 0,9 \text{ m}$ ,
  - $0,9 \text{ m} \leq d < 1,2 \text{ m}$ ,
  - $1,2 \text{ m} \leq d < 1,4 \text{ m}$ .

Dla przedziałów odsłonięcia stropu  $0,5 \text{ m} \leq d < 0,6 \text{ m}$ ,  $1,2 \text{ m} \leq d < 1,4 \text{ m}$  parametrem nieistotnym statystycznie okazał się postęp ściany  $v$ .

Po analizie całości poszczególnych modeli okazały się one istotnie statystycznie, a otrzymany skorygowany  $R^2$  (tab. 4) można uznać za zadowalający.

**Tabela 3**  
**Ocena istotności parametrów modeli**

Efekt	Ciśnienie w stojakach, $p$ [MPa]	Ciśnienie w stojakach, $p$ [MPa]	Ciśnienie w stojakach, $p$ [MPa]	Ciśnienie w stojakach, $p$ [MPa]	-95,00 [%]	+95,00 [%]	Ciśnienie w stojakach, $p$ [MPa]	Ciśnienie w stojakach, $p$ [MPa]	-95,00 [%]	+95,00 [%]
<b>Parametryzacja z sigmaograniczeniami</b>										
<b>Warunek uwzględniania: <math>d \geq 0,5</math> m; <math>d &lt; 0,6</math> m; <math>p \geq 24</math> MPa; <math>p \leq 42</math> MPa; <math>t_p \leq 250</math> min</b>										
Wyraz wolny	42,271	0,471	89,661	0,000	41,347	43,195				
Współczynnik wpływu odsłonięcia stropu	-20,62	0,792	-26,04	0,000	-22,17	-19,06	-0,118	0,005	-0,127	-0,109
Współczynnik wpływu postępu ściany	<b>-0,010</b>	<b>0,005</b>	<b>-1,888</b>	<b>0,059</b>	<b>-0,020</b>	<b>0,000</b>	<b>-0,009</b>	<b>0,005</b>	<b>-0,018</b>	<b>0,000</b>
Współczynnik wpływu wytrzymałość na ściskanie skał stropowych	-0,095	0,005	-17,91	0,000	-0,105	-0,084	-0,081	0,005	-0,090	-0,072
Współczynnik wpływu czasu postoju sekcji	0,037	0,000	132,1	0,000	0,036	0,037	0,621	0,005	0,611	0,630
<b>Warunek uwzględniania: <math>d \geq 0,6</math> m; <math>d &lt; 0,9</math> m; <math>p \geq 24</math> MPa; <math>p \leq 42</math> MPa; <math>t_p \leq 250</math> min</b>										
Wyraz wolny	25,763	0,190	135,87	0,000	25,391	26,134				
Współczynnik wpływu odsłonięcia stropu	8,577	0,183	46,769	0,000	8,217	8,936	0,176	0,004	0,168	0,183
Współczynnik wpływu postępu ściany	-0,032	0,004	-7,286	0,000	-0,041	-0,024	-0,028	0,004	-0,035	-0,020
Współczynnik wpływu wytrzymałość na ściskanie skał stropowych	-0,098	0,004	-24,84	0,000	-0,106	-0,090	-0,093	0,004	-0,101	-0,086
Współczynnik wpływu czasu postoju sekcji	0,038	0,000	138,48	0,000	0,037	0,038	0,528	0,004	0,521	0,536
<b>Warunek uwzględniania: <math>d \geq 0,9</math> m; <math>d &lt; 1,2</math> m; <math>p \geq 24</math> MPa; <math>p \leq 42</math> MPa; <math>t_p \leq 250</math> min</b>										
Wyraz wolny	28,286	0,546	51,834	0,000	27,216	29,355				
Współczynnik wpływu odsłonięcia stropu	7,417	0,477	15,555	0,000	6,483	8,352	0,112	0,007	0,098	0,126
Współczynnik wpływu postępu ściany	0,086	0,009	9,336	0,000	0,068	0,104	0,068	0,007	0,054	0,083
Współczynnik wpływu wytrzymałość na ściskanie skał stropowych	-0,159	0,008	-20,95	0,000	-0,174	-0,144	-0,152	0,007	-0,166	-0,138
Współczynnik wpływu czasu postoju sekcji	0,030	0,001	41,595	0,000	0,028	0,031	0,303	0,007	0,289	0,317
<b>Warunek uwzględniania: <math>d \geq 1,2</math> m; <math>d &lt; 1,4</math> m; <math>p \geq 24</math> MPa; <math>p \leq 42</math> MPa; <math>t_p \leq 250</math> min</b>										
Wyraz wolny	28,459	4,737	6,008	0,000	19,156	37,763				
Współczynnik wpływu odsłonięcia stropu	9,302	3,671	2,534	0,012	2,092	16,512	0,100	0,039	0,022	0,177
Współczynnik wpływu postępu ściany	<b>0,075</b>	<b>0,048</b>	<b>1,589</b>	<b>0,113</b>	<b>-0,018</b>	<b>0,169</b>	<b>0,062</b>	<b>0,039</b>	<b>-0,015</b>	<b>0,140</b>
Współczynnik wpływu wytrzymałość na ściskanie skał stropowych	-0,236	0,038	-6,139	0,000	-0,311	-0,160	-0,243	0,040	-0,320	-0,165
Współczynnik wpływu czasu postoju sekcji	0,030	0,005	5,672	0,000	0,019	0,040	0,221	0,039	0,145	0,298

**Tabela 4**  
**Ocena istotności modeli**

Zmienna zależna	Wielokrotne $R$	Wielokrotne $R^2$	Skorygowane $R^2$	SS Model	df Model	MS Model	SS Model	Df Model	MS Model	$F$	$P$
Ciśnienie w stojakach, $p$ [MPa]	Test SS dla pełnego modelu względem SS dla reszt Warunek uwzględniania: $d \geq 0,5$ m; $d < 0,6$ m; $p \geq 24$ MPa; $p \leq 42$ MPa; $t_p \leq 250$ min										
	0,65	0,42	0,42	242 836,6	4,0	60 709,1	331 315,4	28 241,0	11,73	5174,8	0,0
	Warunek uwzględniania: $d \geq 0,6$ m; $d < 0,9$ m; $p \geq 24$ MPa; $p \leq 42$ MPa; $t_p \leq 250$ min										
	0,57	0,32	0,32	271 432,8	4,0	67 858,2	575 853,8	48 471,0	11,88	5711,8	0,0
	Warunek uwzględniania: $d \geq 0,9$ m; $d < 1,2$ m; $p \geq 24$ MPa; $p \leq 42$ MPa; $t_p \leq 250$ min										
	0,36	0,13	0,13	41 575,2	4,0	10 393,8	283 845,8	16 852,0	16,84	617,1	0,0
	Warunek uwzględniania: $d \geq 1,2$ m; $d < 1,4$ m; $p \geq 24$ MPa; $p \leq 42$ MPa; $t_p \leq 250$ min										
0,34	0,12	0,11	1330,1	4,0	332,5	9909,4	582,0	17,03	19,5	0,0	

Dla każdej z analiz wyznaczono model matematyczny pracy sekcji:

- pierwszy przedział odsłonięcia stropu  $0,5 \text{ m} \leq d < 0,6 \text{ m}$  opisano równaniem:

$$p = 42,2711 - 20,6182 \cdot d - 0,0099 \cdot v - 0,0948 \cdot R_c + 0,0369 \cdot t_p \quad [\text{MPa}] \quad (11)$$

- drugi przedział odsłonięcia stropu  $0,6 \text{ m} \leq d < 0,9 \text{ m}$  opisano równaniem:

$$p = 25,7626 + 8,5766 \cdot d - 0,0324 \cdot v - 0,0982 \cdot R_c + 0,0375 \cdot t_p \quad [\text{MPa}] \quad (12)$$

- trzeci przedział odsłonięcia stropu  $0,9 \text{ m} \leq d < 1,2 \text{ m}$  opisano równaniem:

$$p = 28,2858 + 7,4174 \cdot d + 0,0857 \cdot v - 0,159 \cdot R_c + 0,0295 \cdot t_p \quad [\text{MPa}] \quad (13)$$

- czwarty przedział odsłonięcia stropu  $1,2 \text{ m} \leq d < 1,4 \text{ m}$  opisano równaniem

$$p = 28,4591 + 9,3019 \cdot d + 0,0755 \cdot v - 0,2357 \cdot R_c + 0,0296 \cdot t_p \quad [\text{MPa}] \quad (14)$$

## 6. WYKORZYSTANIE MODELU PRACY SEKCJI DO OKREŚLENIA JEJ WSPÓŁPRACY Z GÓROTWOREM

Wyznaczone modele matematyczne pracy sekcji obudowy mogą służyć do określenia (tab. 5) podporności roboczej  $P_r$ , momentu obciążenia  $M_Q$  sekcji obudowy oraz wskaźnika nośności stropu  $g$ . Otrzyma-

ne ze wzorów (11)–(14) prognozowane wartości  $p$  możemy wykorzystać w dwojaki sposób:

- 1) Zakładając, że otrzymana prognozowana wartość  $p$  jest ciśnieniem roboczym stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej przeliczoną na podporność roboczą  $P_r$  (tab. 5, kolumna 6), możemy na jej podstawie obliczyć podporność zastępczą  $P_z$  (wzór (4)), moment podporności  $M_p$  (wzór (6)). Wykorzystując wzory (7) i (8) wyznaczamy obciążenie wyrobiska eksploatacyjnego  $Q$  wraz z momentem obciążenia  $M_Q$ . Otrzymane wyniki wykorzystujemy do wyznaczenia wskaźnika nośności stropu  $g$  (wzór (1)). Jak można zauważyć, wraz ze wzrostem wartości podporności roboczej (kolumna 6) wzrastają wartości wskaźnika  $g$ , które wskazują jednocześnie na bardzo dobrą współpracę sekcji z górotworem. Przyczyną tak dobrego wskaźnika  $g$  jest wzrastająca w czasie podporność robocza stojaka i stałe w czasie obciążenie wyrobiska.
- 2) Zakładając, że otrzymana prognozowana wartość  $p$  jest obciążeniem wyrobiska eksploatacyjnego  $Q$  zmieniającym się w czasie, możemy ze wzoru (8) obliczyć moment obciążenia  $M_Q$  (tab. 5, kolumna 7). Podporność zastępczą  $P_z$  wyznaczamy dla nominalnych wartości podporności roboczej  $P_r$  i wstępnej  $P_w$  sekcji ze wzoru 4. Następnie wyznaczamy moment podporności  $M_p$  (wzór (6)) i wskaźnik nośności stropu  $g$  ze wzoru 1 (tab. 5, kolumna 8). Jak widać, wartości wskaźnika  $g$  są ponaddwukrotnie mniejsze, jest to wynikiem stałej wartości podporności roboczej  $P_r$  i zwiększającego się w czasie obciążenia wyrobiska  $Q$ . Niemniej jednak otrzymane wartości wskaźnika  $g$  gwarantują bardzo dobrą współpracę sekcji obudowy z górotworem. W tym przypadku wraz ze zwiększającym się czasem postoju  $t_p$  wartość współczynnika zmniejsza się.



Tabela 5

Przykładowe wartości wskaźnika nośności stropu wyznaczone z modeli matematycznych pracy sekcji obudowy

$R_c$ [MPa]	$d$ [m]	$v$ [m/dobę]	$t_p$ [min]	$g$	$P_r$ [MN]	$M_Q$ [MNm]	$g$			
1	2	3	4	5	6	7	8			
30	0,5	5	30	2,03	2,57	16,29	0,92			
				10	2,03	2,57	16,29	0,92		
				15	2,03	2,57	16,29	0,92		
				20	2,03	2,57	16,29	0,92		
		5	60	2,03	2,57	16,29	0,92			
				10	2,03	2,57	16,29	0,92		
				15	2,03	2,57	16,29	0,92		
				20	2,03	2,57	16,29	0,92		
		5	250	2,07	3,07	19,46	0,84			
				10	2,07	3,07	19,46	0,84		
				15	2,07	3,07	19,46	0,84		
				20	2,07	3,06	19,40	0,84		
		30	0,8	5	30	2,00	2,57	17,37	0,95	
						10	2,00	2,57	17,37	0,95
						15	2,00	2,57	17,37	0,95
						20	2,00	2,57	17,37	0,95
5	60			2,00	2,57	17,37	0,95			
				10	2,00	2,57	17,37	0,95		
				15	2,00	2,57	17,37	0,95		
				20	2,00	2,57	17,37	0,95		
5	250			2,05	3,12	21,09	0,85			
				10	2,05	3,11	21,02	0,85		
				15	2,05	3,10	20,96	0,85		
				20	2,05	3,08	20,82	0,86		
30	1,1			5	30	1,97	2,65	19,03	0,95	
						10	1,98	2,68	19,24	0,95
						15	1,98	2,72	19,53	0,94
						20	1,98	2,75	19,75	0,93
		5	60	1,98	2,72	19,53	0,94			
				10	1,98	2,75	19,75	0,93		
				15	1,99	2,79	20,03	0,93		
				20	1,99	2,82	20,25	0,92		
		5	250	2,02	3,17	22,76	0,86			
				10	2,02	3,20	22,98	0,86		
				15	2,03	3,24	23,26	0,85		
				20	2,03	3,27	23,48	0,85		

Tabela 5 cd.

30	1,2	5	30	1,97	2,71	19,84	0,95	
		10		1,97	2,74	20,06	0,94	
		15		1,97	2,77	20,28	0,94	
		20		1,98	2,80	20,50	0,93	
		5	60	1,97	2,78	20,35	0,93	
		10		1,98	2,81	20,57	0,93	
		15		1,98	2,85	20,86	0,92	
		20		1,98	2,88	21,08	0,92	
	5	250	2,02	3,24	23,72	0,86		
	10		2,02	3,27	23,94	0,86		
	15		2,02	3,30	24,16	0,85		
	20		2,02	3,33	24,32	0,85		
	30	1,4	5	30	1,96	2,86	21,74	0,93
			10		1,96	2,89	21,96	0,93
			15		1,97	2,92	22,19	0,92
			20		1,97	2,95	22,42	0,92
5			60	1,97	2,93	22,27	0,92	
10				1,97	2,96	22,50	0,91	
15				1,97	2,99	22,72	0,91	
20				1,97	3,03	23,03	0,90	
5		250	2,01	3,39	25,77	0,85		
10			2,01	3,42	25,99	0,85		
15			2,01	3,45	26,22	0,84		
20			2,02	3,48	26,45	0,84		

Pomimo tak dużej różnicy w otrzymanych wartościach wskaźnika  $g$  obydwie drogi jego wyznaczenia są prawidłowe. Różnica leży tylko w ich interpretacji. W przypadku sposobu pierwszego otrzymujemy wskaźnik informujący nas o prawidłowej charakterystyce pracy obudowy dla niezmiennych warunków stropowych. W sposobie drugim wskaźnik informuje nas, że wraz z upływającym czasem wzrasta obciążenie wyrobiska i pogarsza się przez to współpraca sekcji z górotworem.

Na tym etapie prac bezpieczniejsze jest wykorzystywanie wzorów (11)–(14) do prognozowania obciążenia wyrobiska eksploatacyjnego  $Q$ . Niewykluczone jednak jest, że podczas kolejnych analiz w przypadku następnych ścian eksploatacyjnych i różnych etapów charakterystyki pracy obudowy pierwszy sposób okaże się wartościowy.

## 9. PODSUMOWANIE

W pracy dla opisanych warunków geologiczno-górnictwowych oraz wyposażenia technicznego rozpatrywanego pola ścianowego wyznaczono wartość minimalnej podporności roboczej sekcji. Uzyskana maksymalna wartość wynosiła  $265 \text{ kN/m}^2$ , a minimalna  $95 \text{ kN/m}^2$ . Według metodologii stosowanej w warunkach polskich kopalń wielkość ta wyniosła  $200 \text{ kN/m}^2$ . Zastosowana w polu ścianowym obudowa zmechanizowana osiąga minimalną podporność roboczą wynoszącą  $720 \text{ kN/m}^2$ .

Na podstawie zebranych danych z programu rejestrującego pracę kompleksu ścianowego dokonano analizy poszczególnych parametrów z uwzględnieniem ograniczeń takich jak maksymalny czas postoju  $t_p$  przyjęto nie większy niż 250 min, maksymalną

wartość ciśnienia 42 MPa, minimalną wartość ciśnienia 24 MPa.

Z analiz statystycznych wynika, że 41% wartości odsłonięcia stropu mieści się w przedziale 0,5–0,6 m.

W czasie postoju sekcji wynoszącego 60 min sekcje były przestawiane w kierunku czoła ściany w celu zabezpieczenia stropu. Takich postojów dla analizowanych danych odnotowano 40%.

Zarejestrowano stosunkowo dużą ilość (38% przypadków) postojów do 10 min.

Przyrost ciśnienia o 8 MPa obserwuje się dla 57% odczytanych danych, pozostałe 43% przypada na przyrost kolejnych 10 MPa. Wynika z tego, że rozkład ciśnienia dla poszczególnych jego przedziałów jest podobny.

Po analizie rozkładów poszczególnych parametrów dokonano wyboru kryteriów wykorzystanych przy analizach modelu pracy sekcji tj.:

- czas postoju sekcji  $t_p$  zawierał się w przedziale od 0 min do 250 min,
- odsłonięcie stropu podzielono na przedziały:
  - $0,5 \text{ m} \leq d < 0,6 \text{ m}$ ,
  - $0,6 \text{ m} \leq d < 0,9 \text{ m}$ ,
  - $0,9 \text{ m} \leq d < 1,2 \text{ m}$ ,
  - $1,2 \text{ m} \leq d < 1,4 \text{ m}$ .

Dla przedziałów odsłonięcia stropu  $0,5 \text{ m} \leq d < 0,6 \text{ m}$ ,  $1,2 \text{ m} \leq d < 1,4 \text{ m}$  parametrem nieistotnym statystycznie okazał się postępek ściany  $v$ .

Modele pracy sekcji przy uwzględnieniu wszystkich predyktorów okazały się istotne statystycznie (tab. 4). Uzyskane wielkości skorygowanego  $R^2$  dla tych modeli o wartościach 0,42; 0,32; 12 i 11 można uznać za zadowalające.

Modele opisano równaniami (wzory (11)–(14)), na podstawie których wyznaczono wartość ciśnienia, które możemy przeliczyć na wartość obciążenia wyrobiska ścianowego  $Q$  lub wartość podporności roboczej stojaka sekcji  $P_r$ . Na ich podstawie wyliczono wartości wskaźnika nośności stropu wskazującego w obydwu przypadkach na bardzo dobrą współpracę sekcji z górotworem. Wartości podporności wstępnej i roboczej dla warunków rozpatrywanego pola ścianowego zostały dobrane z uwzględnieniem sporego ich zapasu.

Na tym etapie działań z wykorzystaniem zapisów z pracy sekcji obudowy zmechanizowanej w polu ścianowym założenie, iż prognozowana wartość  $p$  jest to obciążenie wyrobiska ścianowego  $Q$  wydaje się opcją bardziej użyteczną.

Otrzymane wyniki analiz zachęcają do dalszej pracy w kierunku wykorzystania narzędzia pomiarowego, jakim jest kompleks ścianowy. Może on pozwolić nam monitorować górotworu, przez co będzie można lepiej poznać współpracę z górotworem.

#### Literatura

- [1] Bołoz Ł.: *Unique project of single-cutting head longwall shearer used for thin coal seams exploitation*, „Archives of Mining Sciences” 2013, 58, 4: 1057–1070.
- [2] Korzeniowski W., Herezy Ł., Krauze K., Rak Z., Skrzypkowski K.: *Rock mass monitoring based on analysis of powered support response*, Wydawnictwa AGH, Kraków 2013.
- [3] Barczak T.M.: *A retrospective assessment of longwall roof support with a focus on challenging accepted roof support concepts and design premises*, 25th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, West Virginia 2006.
- [4] Barczak T.M., Esterhuizen G.S., Ellenberger J., Zahng P.: *A first step in developing standing roof support design criteria based on ground reaction data for Pittsburgh seam longwall tailgate support*, 27th International conference on ground control in mining, Morgantown, West Virginia 2008.
- [5] Biliński A.: *Principles of underground working maintenance in longwalls with rockburst hazard*, „Archives of Mining Science” 1983, 28, 2: 275–291.
- [6] Biliński A.: *Metoda doboru obudowy ścianowych wyrobisk wybierkowych i chodnikowych do warunków pola eksploatacyjnego*, Prace naukowe – monografie CMG Komag, Gliwice 2005.
- [7] Hoyer D.: *Early warning of longwall of cavities using LVA software*, 12th Coal Operators’ Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Wollongong 2012.
- [8] Trueman R., Lyman G., Cocker A.: *Longwall roof control through a fundamental understanding of shield-strata interaction*, „Journal of Rock Mechanics Mining Science” 2009, 46: 371–380.
- [9] Trueman R., Callan M., Thomas R., Hoyer D.: *Quantifying the impact of cover depth and panel width on longwall shield-strata interactions*, 10th Coal Operators Conference, Wollongong 2010.
- [10] Trueman R., Thomas R., Hoyer D.: *Understanding the causes of roof control problems on a longwall face from shield monitoring data – a case study*, 11th Underground Coal Operators Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Wollongong 2011.
- [11] Mahmoud Y.S.: *Estimation of bearing capacity of power support in front of longwall face*, The Fourth Mining, Petroleum and Metallurgy Conference, Faculty of Engineering, Assiut University, Mining Engineering 1994, 1, 1: 251–255.
- [12] Pawlikowski A.: *Wpływ podporności wstępnej na podporność stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej*, „Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering” 2016, 4: 72–79.
- [13] Płonka M.: *Load variation of the set of support in the longwall with roof caving*, „Research Reports Mining and Environment” 2009, 1: 41–49.
- [14] Prusek S., Płonka A., Walentek A.: *Applying the ground reaction curve concept to the assessment of shield support performance in longwall faces*, „Arabian Journal of Geosciences” 2016, 9: 1–15.

- [15] Pawlikowski A.: *Przyczyny asymetrii podporności stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej w świetle badań dołowych*, „Maszyny Górnicze” 2017, 1: 45–54.
- [16] Szyguła M.: *Progress in designing the powered roof support in Poland*, „Maszyny Górnicze” 2013, 2: 30–38.
- [17] Cemal B., Ergin A.: *Design of Supports in Mines*, John Wiley & Sons, New York 1983.
- [18] Herezy Ł.: *Predicting the vertical convergence of longwall headings basing on the pressure increase factor  $\xi$* , AGH, Krakow 2017 [praca niepublikowana].
- [19] Hussein M.A., Ibrahim A.R., Imbaby S.S.: *Load calculations and selection of the powered supports based on rock mass classification and other formulae for Abu-Tartur longwall phosphate mining conditions*, „Journal of Engineering Sciences” 2013, 41, 4: 1728–1742.
- [20] Herezy Ł.: *Relationship between vertical convergence of longwall headings and the pressure increase factor  $\xi$  for a powered support section*, AGH, Krakow 2017 [praca niepublikowana].
- [21] Przegendza G., Przegendza M.: *Control and diagnostics systems for mining machines and equipment using a CAN bus*, „Szybkobieżne Pojazdy Gąsienicowe” 2007, 2: 1–11.
- [22] <https://www.statsoft.pl/textbook/stathome.html>, 15.09.2017.

dr inż. ŁUKASZ HEREZY

dr hab. inż. WALDEMAR KORZENIOWSKI, prof. nadzw.

dr inż. KRZYSZTOF SKRZYPKOWSKI

Katedra Górnictwa Podziemnego

Wydział Górnictwa i Geoinżynierii

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

im. Stanisława Staszica w Krakowie

al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

{herezy, walkor, skrzypko}@agh.edu.pl