

Piotr BAŃKA, Andrzej JAWORSKI, Franciszek PLEWA
Politechnika Śląska, Gliwice

ANALITYCZNE PODEJŚCIE PROGNOSTYCZNE, STOSOWANE DO OCENY POTENCJALNEGO ZAGROŻENIA TĄPANIAMI WYROBISK GÓRNICZYCH

Streszczenie. W artykule omówiono stosowane w Instytucie Eksploatacji Złóż Politechniki Śląskiej analityczne podejście prognostyczne, znajdujące praktyczne zastosowania do oceny zagrożenia sejsmicznego i tąpniętami robót górniczych prowadzonych w GZW. Przedstawiono metodykę symulowania naprężeniowych warunków wybierania i stanów deformacyjno-energetycznych wstrząsogennych warstw skalnych oraz sposób interpretacji i weryfikacji wskazań prognozy.

ANALYTICAL PREDICTION APPROACH USED FOR THE ESTIMATION OF POTENTIAL ROCKBURST HAZARD OF MINE WORKINGS

Summary. The paper presents an analytical prediction approach developed in the Institute of Mining of the Silesian University of Technology, which can be practically applied for the estimation of seismic hazards and rockburst hazards effected by the carried out mining works in the Upper Silesia Coal Basin (GZW). The simulation technology was discussed involving the working in stress and deformation-energy states of tremor-prone rock layers and the interpretation method of the prediction readout.

1. Wprowadzenie

Stosowana do oceny potencjalnego stanu zagrożenia tąpniętami wyrobisk tzw. metoda rozeznania górniczego [9], z konieczności generalizuje istotne uwarunkowania analizowanych robót górniczych, w tym stan wybrania złoża i uwarunkowania geologiczne. Są to czynniki decydujące o stanie deformacyjno-naprężeniowym górotworu, w tym o występowaniu w sąsiedztwie wyrobisk potencjalnie niebezpiecznych obszarów koncentracji naprężeń

i energii sprężystej. Do wymiarowania tych obszarów w pokładzie, a także w odległych nieraz w pionie utworach wstrząsogennych, stosowane są powszechnie metody analityczne.

Analityczne metody prognostyczne, od wielu lat rozwijane w Instytucie Eksploatacji Złóż Politechniki Śląskiej, są praktycznie wykorzystywane do prognozowania zagrożenia sejsmicznego i tąpnięć robót górniczych projektowanych oraz prowadzonych w wielu kopalniach GZW. Obserwacje górnicze i geofizyczne na ogół pozytywnie weryfikują wskazania prognoz analitycznych [1, 2, 3, 4], w przeciwnych wypadkach wymagana jest ponowna, wykorzystująca dodatkowe informacje, specyfikacja parametrów metody.

2. Analitycznie symulowane stany deformacyjno-naprężeniowe i energetyczne górotworu

Z uwagi na znaczne zróżnicowanie warunków prowadzenia robót górniczych, problem zarówno wyboru wskaźników opisujących zmiany naprężeniowe, deformacyjne i energetyczne zachodzące w górotworze, jak i ustalenia ich wartości kryterialnych można nadal uznać za otwarty.

Algorytmy wykorzystywane do obliczeń rozkładów naprężeń bazują na rozwiązaniu przemieszczeniowego zadania brzegowego przestrzennej teorii sprężystości [7]. Wykorzystując wzory obowiązujące dla elementarnego, prostokątnego wybrania, opracowano programy, które pozwalają wyznaczyć w górotworze rozkłady naprężeń i przemieszczeń generowanych rozwojem eksploatacji o dowolnych kształtach i usytuowaniu przestrzennym [5]. Dla przyjętego modelu górotworu wartość wyężenia skał obliczana jest według hipotez Coulomba Mohra i W. Burzyńskiego oraz empirycznego kryterium Hoeka-Browna. Z uwagi na silną idealizację własności mechanicznych górotworu i prosty, przemieszczeniowy warunek brzegowy, do obliczeń prognostycznych nie wprowadza się rzeczywistych czy też uśrednionych wartości stałych materiałowych, a tzw. zastępcze, to jest takie, przy których, wyniki prognoz porównawczych (testów), wykonanych dla przeprowadzonych już robót górniczych, odpowiadają, mimo przyjętych założeń upraszczających, wynikom pomiarów (obserwacji).

Najczęściej stan zagrożenia wyrobiska wiązany jest z wielkością składowej pionowej naprężenia (σ_z). Wykorzystywany jest także wskaźnik wyężenia skał (W), rozumiany jako stosunek zaistniałego naprężenia zastępczego do wytrzymałości skały. Dla $W \geq 1$ można mówić o zniszczeniu struktury skał.

Do oceny stanu zagrożenia wykorzystywany jest często współczynnik koncentracji naprężeń pionowych α , wyznaczany z zależności (1), użyteczną informację można uzyskać, obliczając także wskaźnik α^* , wyznaczany zgodnie z zależnością (2):

$$\alpha = \frac{\sigma_z}{p_z} \quad (1)$$

$$\alpha^* = \frac{\sigma_z}{p_{z0}} \quad (2)$$

gdzie:

σ_z – prognozowana wartość składowej pionowej przestrzennego stanu naprężenia [MPa],

p_z – wartość naprężeń pierwotnych, wynikających z głębokości zalegania [MPa],

p_{z0} – wartość naprężeń pierwotnych, obliczona dla głębokości równej 400 metrów [MPa].

Wyrażanie wyników prognoz analitycznych przez wskaźniki podające wprost odchyłki prognozowanych wielkości od przyjętego ich poziomu odniesienia ułatwia przeprowadzanie klasyfikacji stanów potencjalnego zagrożenia tapaniami wyrobisk, z uwagi na typowo porównawczy charakter oceny. Nie zawsze jednak tak wyrażane zmiany stanu naprężeń (wytężenia) górotworu są dostatecznie informatywne i mogą prowadzić do błędnych oszacowań poziomu potencjalnego zagrożenia tapaniami wyrobisk górniczych.





Rozpatrzmy przykładową sytuację górnictw (rys. 1 i 2) w rejonie pola ściany 2, projektowanej przy zrobach wybranej już ściany 1 w pokładzie 2. Na wybiegu ściany 2 występują krawędzie zrobów eksploatacji przeprowadzonej w sąsiednich pokładach: resztką w pokładzie 1, zalegającym 30 m powyżej, oraz krawędź w pokładzie 3, zalegającym 40 m poniżej aktualnie eksploatowanego pokładu 2.

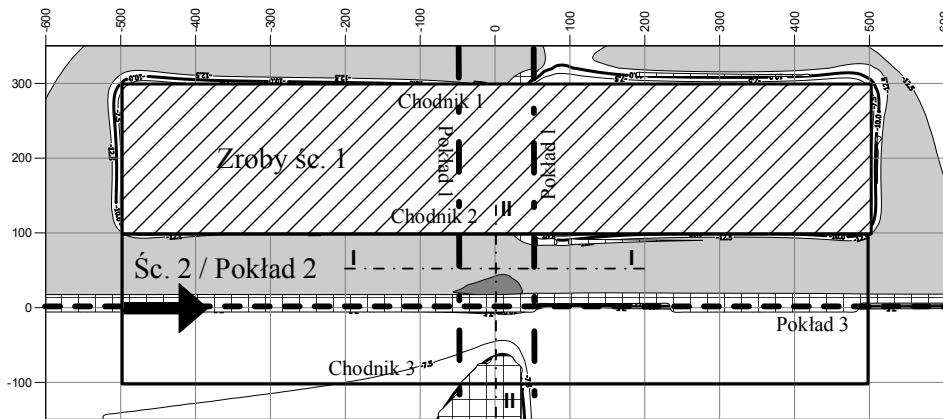
Tablica 1

Ekstremalne wartości analizowanych wskaźników obliczonych dla sytuacji górnictw z rysunków 1 i 2

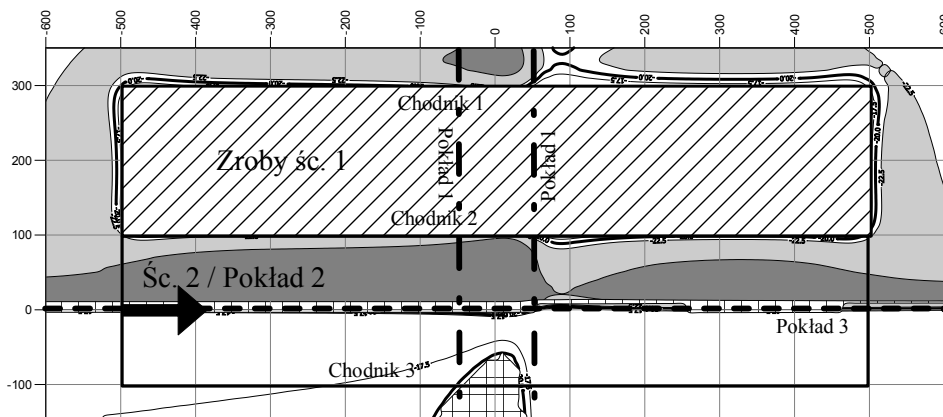
Głębokość eksploatowanego pokładu	σ_z [MPa]	W	α	α^*
400 m	-33	3,3	3,27	3,27
800 m	-43	2,1	2,16	4,32

Na rysunkach 1 i 2 pokazano prognozowane analitycznie rozkłady składowej pionowej przestrzennego stanu naprężenia (σ_z ; MPa) w stropie projektowanego do wybierania pokładu, przy jego zaleganiu na głębokościach odpowiednio 400 m i 800 m. Na powyższym tle wskazań prognozy naprężeniowej (przy uwzględnieniu wytężenia określonego według

kryterium Coulomba-Mohra) zwymiarowano, zgodnie z przyjmowanymi dla tych wskazań wartościami kryterialnymi [6], obszary potencjalnych stanów a, b, c i d potencjalnego zagrożenia tapaniami robót górniczych, oznaczając: stan a – , stan b – , stan c –  oraz stan d – .



Rys. 1. Potencjalny stan zagrożenia tapaniami projektowanych robót górniczych, H=400 m
Fig. 1. Potential rockburst hazard state of the planned mining works, H=400 m



Rys. 2. Potencjalny stan zagrożenia tapaniami projektowanych robót górniczych, H=800 m
Fig. 2. Potential rockburst hazard state of the planned mining works, H=800 m

Prognozy na rysunkach 1 i 2 pokazują przy tym samym przestrzennym układzie zaszciości eksploatacyjnych (warunkach górniczych) istotne zróżnicowanie naprężeniowych warunków wybierania, co przekłada się na wyniki oceny potencjalnego stanu zagrożenia tapaniami – zasięg występowania stanów a, b, c i d. W analizowanej sytuacji górniczej, wskutek wzrostu głębokości prowadzenia robót, pogorszeniu ulegną warunki prowadzenia projektowanej ściany 2 w północnej części jej pola – na znacznym obszarze prognozuje się najwyższy potencjalny stan zagrożenia tapaniami – stan d. Gdyby na przykład rozpatrywać tylko rozkłady wartości współczynnika koncentracji naprężeń α (α^*) (tabl. 1), to na wybiegu ściany

2, przy jej prowadzeniu na głębokości 400 m, współczynnik α byłby równy α^* i wahałby się w granicach od 0 do 3,3, a przy prowadzeniu robót na głębokości 800 m wartości te wynosiłyby: $\alpha=0,1$ do $2,0$ i $\alpha^*=0,2$ do $4,0$. Tak więc, przy pobieżnej interpretacji rozkładu wartości tego wskaźnika, wprost nasuwałby się fałszywy wniosek przeciwny wynikającemu z interpretacji prognoz z rysunków 1 i 2.

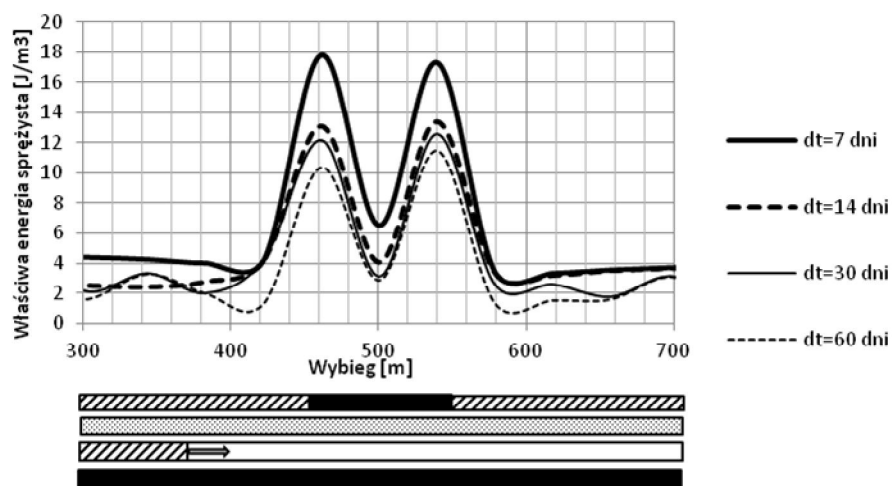
W ostatnich latach dominują tzw. tąpnięcia stropowe, mające swoją bezpośrednią przyczynę w procesach zachodzących w wytrzymałych warstwach skalnych zalegających w pewnej odległości od eksploatowanego pokładu. Załamywanie się tych warstw może być również czynnikiem wyzwalającym tąpnięcia pokładowe – wywołane koncentracją naprężeń w eksploatowanym pokładzie. Zasadne jest więc uwzględnianie w kolejnym etapie oceny stanu zagrożenia również procesów deformacyjnych zachodzących w tych warstwach.

Prognozy stanu zdeformowania wytrzymałych warstw skalnych wykonuje się na podstawie systemu programów obliczeniowych, umożliwiającego wyznaczanie wartości wskaźników dynamicznej niecki osiadania [3] na podstawie zmodyfikowanych wzorów teorii Budryka-Knothego – obliczane mogą być ruchy pionowe wnętrza górotworu wywołane nie tylko eksploatacją podbierającą, ale także prowadzoną powyżej rozpatrywanego poziomu. Dotychczasowe doświadczenia pokazują, że spośród wielu wyznaczanych wskaźników deformacji górotworu rozkłady odkształceń pionowych, prognozowane w deformowanych wielopokładową eksploatacją, mocnych warstwach skalnych, umożliwiają wymiarowanie stref podwyższonego potencjalnego zagrożenia tąpnięciami typu stropowego udarowego.

Obliczane zmiany w rozkładach wartości wskaźników naprężeń i deformacji umożliwiają jakościową ocenę stanu zagrożenia wyrobisk górniczych tąpnięciami typu stropowego udarowego. Wymiarowane w pokładzie zasięgi stanów zagrożenia a, b, c i d często nie pokrywają się z analogicznymi strefami wymiarowanymi na poziomach wstrząsogennych piaskowców. Dotyczy to zwłaszcza robót prowadzonych w górotworze naruszonym wielopokładową eksploatacją i budowanym przez wstrząsogenne warstwy skalne zalegające na różnych poziomach, w tym odległych w pionie od analizowanych wyrobisk. Pozostają zatem pytania, jak różnicować poziom zagrożenia tąpnięciami, jakie odcinki wyrobiska uznać za najbardziej zagrożone i z jakiego tytułu, czy uznać wyrobisko za najbardziej zagrożone na odcinku, gdzie najniekorzystniejsze warunki naprężeniowe prognozuje się w pokładzie, czy na sąsiednim odcinku, gdzie prowadzone ono będzie w korzystniejszych warunkach naprężeniowych, ale bezpośrednio pod wstrząsogenną strefą zwymiarowaną w nadległym piaskowcu?

Wzrost dokładności oszacowań można uzyskać, analizując zmiany energetyczne, będące pochodną procesów deformacyjno-naprężeniowych zachodzących w górotworze.

Wyniki licznych testów [4] pokazują dużą zmienność chwilowych wartości energii potencjalnej w okresie, gdy górotwór w sąsiedztwie punktu obliczeniowego obejmowany jest wpływami postępującego frontu eksploatacyjnego. Widać także zmienność chwilowych wartości energii w zależności od położenia punktu względem wytwarzanych zaszłości eksploatacyjnych. Obliczając zmiany energetyczne, zwłaszcza, jeśli mają one być porównywane z silnie zmienną w lokalnej skali sejsmicznością indukowaną, wymogiem staje się, oprócz korzystania z rozwiązań przestrzennych, analizowanie tych zmian w krótkich przedziałach czasu. Zbyt duże kroki obliczeń, symulujące czasoprzestrzenny przebieg eksploatacji, powodują pomijanie wartości ekstremalnych zarówno po stronie wzrostów, jak i spadków energii. Poglądowo zilustrowano taką sytuację (rys. 3, rys. 4), pokazując zmiany energetyczne zachodzące w jednostce objętości górotworu – punktach obliczeniowych położonych na poziomie wstrząsogennej warstwy skalnej podbieranej eksploatacją wzdłuż linii przekrojów I-I i II-II zaznaczonych na rys. 1. Pokazane na rys. 3 zmiany energetyczne obliczono, przyjmując różne jednostkowe kroki postępu frontu ścianowego dt , wynoszące odpowiednio 7, 14, 30 i 60 dni. Jak widać, przyjęcie większych wartości kroku powoduje zaniżenie obliczanej, maksymalnej wartości energii.

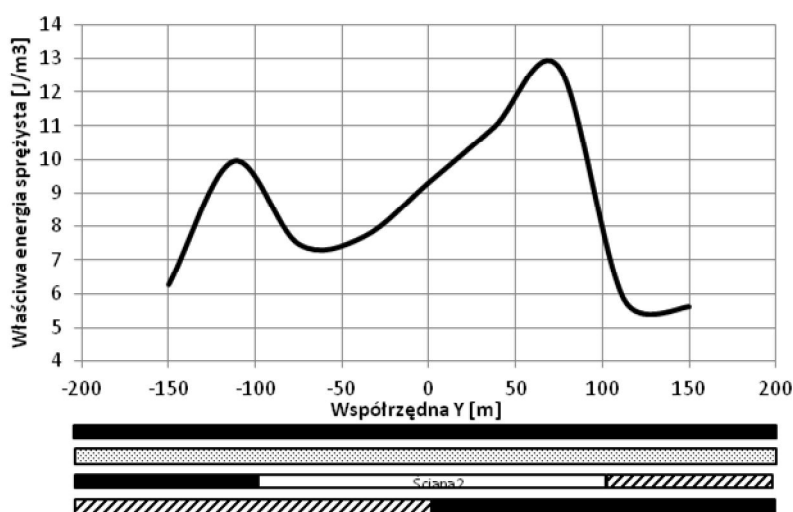


Rys. 3. Zmiany energii właściwej obliczone przy przyjęciu różnych jednostkowych kroków postępu frontu

Fig. 3. Changes of specific energy calculated with the assumption of different unit steps of mining front advance

Z kolei rysunek 4 pokazuje dużą zmienność energii właściwej (obliczenia wzdłuż linii przekroju II-II) w zależności od położenia punktu w stosunku do zaszłości eksploatacyjnych –

w praktyce wyklucza to możliwość wykorzystywania płaskich rozwiązań do szacowania zmian energetycznych w górotworze naruszonym wielopokładową eksploatacją górnictw.



Rys. 4. Zmiany energii właściwej obliczone wzdłuż przekroju II-II
 Fig. 4. Changes of specific energy calculated along a cross section II-II

Wskaźnik określający zmiany w charakterze rozkładu właściwej energii sprężystej, zależny nie tylko od jej wielkości przed czy po przeprowadzeniu określonej eksploatacji, a uwzględniający także jej wartość maksymalną oraz maksymalny jej przyrost w danym czasookresie, może być informatywnym parametrem przy ocenie potencjalnego zagrożenia tąpnięciami stropowymi. Wskaźnik φ , charakteryzujący zmiany energetyczne zachodzące w podbieranych rozpatrywaną eksploatacją piaskowcach, można wyrazić [8] w następujący sposób:

$$\varphi = \frac{\Phi_{\max \Delta T} \times \Delta \Phi_{\max \Delta T}}{\Phi_0} = \frac{\Phi_{\max \Delta T} \times (\Phi_{\max \Delta T} - \Phi_{\text{poc}})}{\Phi_0}, \quad (3)$$

gdzie:

$\Phi_{\max \Delta T}$ – maksymalna wartość energii w danym punkcie w przedziale czasu ΔT ,

$\Delta \Phi_{\max \Delta T}$ – maksymalny przyrost energii w danym punkcie w przedziale czasu ΔT ,

Φ_{poc} – początkowa wartość energii w danym punkcie (na początku przedziału czasu ΔT),

Φ_0 – wartość energii w danym punkcie, wynikająca z głębokości zalegania.

Zależne od parametrów eksploatacji zmiany energii potencjalnej (energii odkształcenia sprężystego) przekładają się, w nieznanym ilościowym stopniu, na przebieg sejsmiczności indukowanej. Uzasadnia to poszukiwanie związków pomiędzy analitycznie szacowanymi

zmianami energii potencjalnej a energią sejsmiczną wstrząsów – jedyną mierzalną, zresztą umownie, formą energii.

3. Szacowanie sejsmiczności indukowanej eksploatacją

Rezultaty prowadzonych badań wskazują, że prognozę poziomu sejsmiczności można przeprowadzać na podstawie prostego modelu regresji liniowej.

Obliczany analitycznie dla każdego z punktów $P(x,y,z)$ oraz rozpatrywanego zakresu eksploatacji (przedziału czasu) przyrost $\Delta\phi$ właściwej energii odkształcenia sprężystego jest sumą „chwilowych” (liczonych na jednostkowy krok postępu frontu) przyrostów $\Delta\phi_i^+$ lub spadków $\Delta\phi_i^-$ tej energii [4]. Powyższe podejście wynika z faktu, że ta energia, w tym wyznaczalna jej część, a więc energia sejsmiczna wstrząsów, wydzielana jest zarówno w czasie obciążania, jak i odciążania deformowanej warstwy skalnej. Oba procesy zachodzą z różną intensywnością, zależną między innymi od chwilowego położenia punktu (określonej masy skał) w stosunku do frontu ścianowego, od parametrów bieżącej eksploatacji i od sposobu wykształtowania zaszczości eksploatacyjnych.

W przyjętym modelu prognozowaną liczbę wstrząsów na jednostkę powierzchni (objętości) lub wydatek energetyczny wstrząsów na jednostkę powierzchni (objętości) w przyjętym okresie czasu określa równanie (4):

$$E_{\text{prog } l} = \sum_{k=1}^{lw} \sum_{j=1}^5 a_{kj} f_{kjl} + a_0 + \varepsilon_1, \quad \text{dla } l=1 \dots l_{\text{pkt}}, \quad (4)$$

gdzie:

$E_{\text{prog } l}$ – wydatek energetyczny, liczba wstrząsów obliczana w punkcie „l”, w przyjętym przedziale czasu,

lw – liczba wstrząsogennych warstw skalnych,

l_{pkt} – liczba punktów obliczeniowych,

a_{kj} – parametry modelu regresji,

l_{dt} – liczba jednostkowych przedziałów czasu,

a_0 – wyraz wolny,

ε_1 – składnik losowy,

$$f_{kjl} = \sum_{i=1}^{ldt} \Delta\phi_{iobl}^{-}, \sum_{i=1}^{ldt} \Delta\phi_{iobl}^{+} - \text{obliczane dla każdego z punktów „l” w k-tej warstwie skalnej}$$

sumy chwilowych przyrostów bądź spadków energii właściwej, w sytuacji gdy doszło do przekroczenia wytrzymałości skał – wskaźnik wyężenia $W \geq 1$ lub skały nie uległy zniszczeniu – wskaźnik wyężenia $W < 1$ ($j = 1, 2, 3, 4$),

$$f_{kSl} = \sum_{i=1}^{ldt} \phi_i - \text{obliczona w punkcie „l” dla k-tej warstwy wielkość energii właściwej.}$$

Tam gdzie lokalizacja rejestrowanych wstrząsów jest mało dokładna, trudno, korzystając z zależności (4), wymiarować strefy zagrożone sejsmicznie. W takich przypadkach można korzystać z podejścia, które pozwala analizować zależności procesów energetycznych i sejsmiczności określanych w funkcji czasu. Prognozy rozkładu sejsmiczności indukowanej w czasie można podobnie wykonywać, stosując także prosty model regresji liniowej.

4. Stan naprężeniowo-deformacyjny, sejsmiczność, zagrożenie tapaniami na wybiegu przykładowej ściany

Symulacjami analitycznymi objęto rejon pola ściany 001, prowadzonej w pokładzie 504. Robotom górniczym w jej polu towarzyszyło wysokie jak na warunki GZW zagrożenie wstrząsami i tapaniami. Pokład 504 charakteryzuje się zmienną (3 – 6 m) miąższością, nieregularnym wykształtowaniem, zalega na dużej (800 – 1000 m) głębokości. Eksploatację prowadzono na wysokość około 3,0 m w jego warstwie przystropowej, w warunkach oddziaływania licznych krawędzi i resztek wytworzonych w sąsiednich pokładach siodłowych (501, 502, 506 i 507).

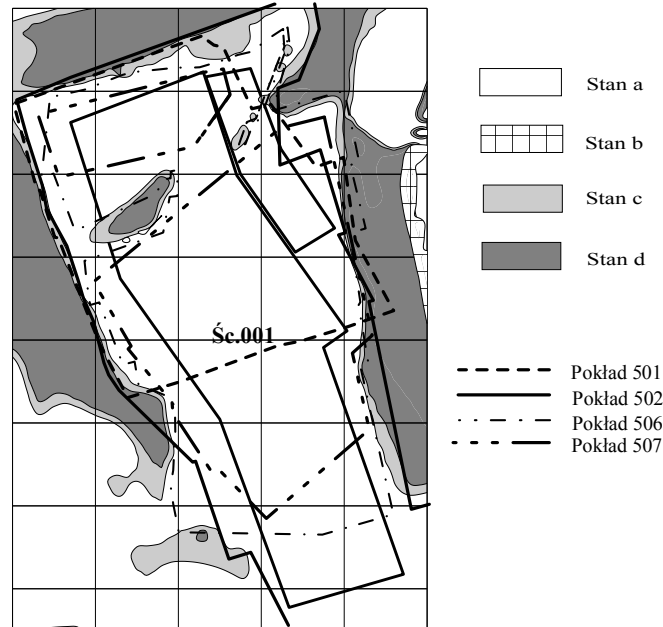
Jak wynika z przeprowadzonych obliczeń analitycznych [2], wytworzone krawędzie i resztki pogarszają warunki naprężeniowe w części pola ściany 001 i prowadzą do lokalnych koncentracji naprężeń, zwłaszcza przy zachodniej jego granicy w rejonie filara ochronnego dla przekopów głównych. Wpływają one także niekorzystnie na stan zdeformowania podbieranych, wstrząsogennych warstw piaskowcowych.

Rysunek 5 przedstawia łączną ocenę potencjalnego stanu zagrożenia tapaniami, przeprowadzoną na podstawie odpowiedniej interpretacji wyników obliczeń rozkładów naprężeń i deformacji.

Wyniki prognoz wykonanych w okresie projektowania rozpatrywanych robót górniczych wskazywały, co potwierdziły obserwacje kopalniane, najbardziej zagrożone na wybiegu

ściany 001 wyrobiska – odcinki pochylni ścianowej II – zachodniej w rejonie resztek wytworzonych w pokładach 506 i 507.

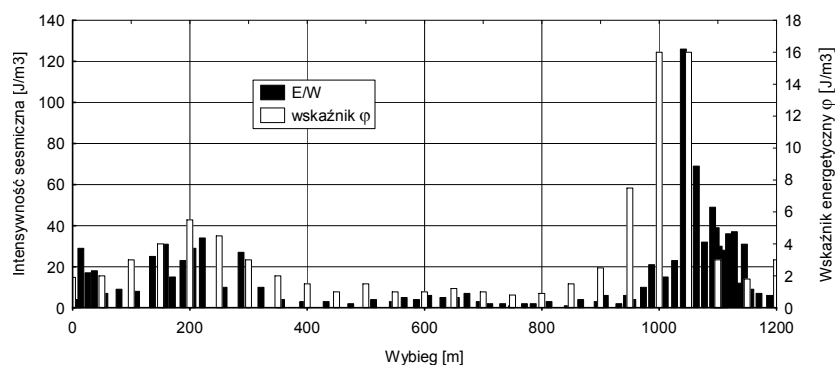
Wstrząsy generowane eksploatacją prowadzoną w polu ściany 001 osiągały energie nieprzekraczające rzędu 10^5 (10^6 J). Na ponad 4000 zarejestrowanych wstrząsów wystąpiły 23 wstrząsy wysokoenergetyczne, w tym jeden o energii 10^6 J.



Rys. 5. Potencjalny stan zagrożenia tąpnięciami projektowanych robót górniczych
Fig. 5. Potential rockburst hazard state of the planned mining works

Poziom sejsmiczności indukowanej wyraźnie koreluje z układem zaszczości eksploatacyjnych, co obrazuje rozkład wartości wskaźnika intensywności sejsmicznej $I=E/W$ [J/t] – rysunek 6.

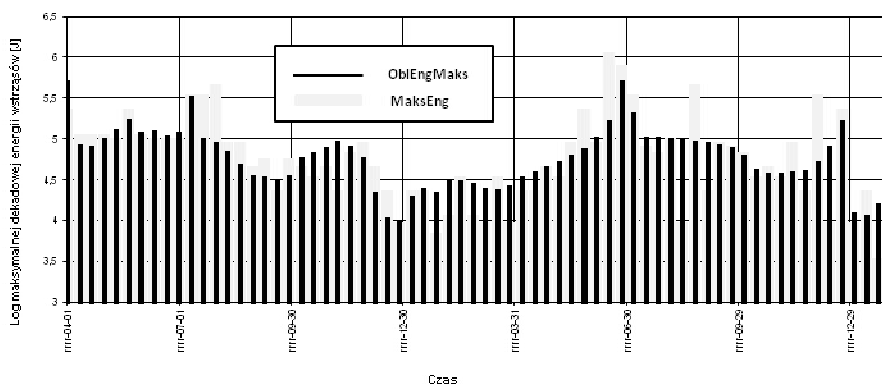
Rozkład wskaźnika φ (3), charakteryzującego zmiany energetyczne w warstwie piaskowca nad pokładem 504, pokazany na rysunku 6, obliczony wzdłuż pochylni przyścianowej, również koreluje z zaobserwowanymi zmianami sejsmiczności indukowanej. Zmiany wartości wskaźnika energetycznego φ są jakościowo zgodne z rozkładem wskaźnika intensywności sejsmicznej E/W .



Rys. 6. Rozkład wskaźnika intensywności sejsmicznej E/W i wskaźnika energetycznego φ
 Fig. 6. Distribution of seismic intensity factor E/W and of energy factor φ

Z kolei, obliczając analitycznie zmiany właściwej energii sprężystej w funkcji czasu i porównując je z zarejestrowanymi maksymalnymi tygodniowymi energiami wstrząsów, obliczono porównawczo [2], wykorzystując model regresji, rozkład maksymalnej energii wstrząsów [J] – rysunek 7. Wyniki testowych badań wskazują, mimo prostoty przyjętych modeli regresji, na istnienie zależności korelacyjnych pomiędzy prognozowanym analitycznie przyrostem właściwej energii sprężystej a rzeczywistym wydatkiem energii wstrząsów.

Stożek zgodności rozkładu wartości przewidywanych z analogicznymi rozkładami wartości obserwowanych przesądza o celowości wykonywania, na podstawie wyznaczonego równania regresji, prognozy wyprzedzającej w rozpatrywanym rejonie eksploatacyjnym.



Rys. 7. Rozkład obserwowanej i przewidywanej maksymalnej energii wstrząsów indukowanych w ścianie 001

Fig. 7. Distribution of the observed and predicted maximum energy of tremors induced in the longwall 001

5. Podsumowanie

W Instytucie Eksploatacji Złóż Politechniki Śląskiej analityczne podejście prognostyczne w ostatnich latach zostało silnie rozwinięte i przystosowane do praktycznych obliczeń.

Aktualny stan badań prowadzonych nad praktycznymi zastosowaniami wyników analitycznych symulacji statycznych i dynamicznych wpływów parametrów wielopokładowej eksploatacji na górotwór umożliwia prognozowanie:

- charakterystycznych naprężeniowo (wytężeniowo) stref,
- deformacji wytrzymałych warstw skalnych,
- zmian energetycznych zachodzących we wstrząsogennych warstwach skalnych,
- wydatku energetycznego (maksymalnej energii) potencjalnych wstrząsów,
- stanów potencjalnego zagrożenia tąpniętami wyrobisk górniczych.

Wieloletnie doświadczenia autorów wskazują, że przy odpowiednim oszacowaniu parametrów metody wyniki prognoz są na ogół dostatecznie zgodne z rzeczywistymi przejawami ciśnienia górotworu i zagrożenia tąpniętami obserwowanymi w sąsiedztwie prowadzonych wyrobisk.

BIBLOGRAFIA

1. Bańka P., Jaworski A.: Wskazania analitycznych metod prognostycznych a ocena potencjalnego stanu zagrożenia tąpniętami. ZN Pol. Śl., s. Górnictwo, z. 261, Gliwice 2004.
2. Bańka P., Jaworski A.: Analitycznie symulowane zmiany stanów naprężeniowo-energetycznych górotworu w kontekście potencjalnego zagrożenia tąpniętami robót górniczych. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, nr 9, 2007.
3. Białek J., Jaworski A.: Próba oceny aktywności sejsmicznej na podstawie prognozowanych stanów deformacyjnych górotworu. ZN AGH, s. Górnictwo, z. 142, Kraków 1989.
4. Białek J., Bańka P., Jaworski A.: Analityczne prognozowanie zmian energii sprężystej warstw skalnych. ZN Pol. Śl., s. Górnictwo, z. 239, Gliwice 1999.
5. Drzęzła B., Białek J., Jaworski A.: Metoda prognozowania rozkładów naprężeń w strefach oddziaływania zaszłości eksploatacyjnych. Publ. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc., M-10 (213), 1988.
6. Dubiński J., Drzewiecki J., Siata R.: Zasady wykorzystania geotomografii i metody analitycznej w ocenie zagrożenia tąpniętami metodą kompleksową. Prace GIG, s. Konferencje, nr 26, Katowice 1998.
7. Gil H. : The Theory of Strata Mechanics. PWN, Warszawa 1991.
8. Jaworski A.: Możliwość wykorzystania analitycznych prognoz składowych przestrzennego stanu naprężenia do szacowania poziomu sejsmiczności indukowanej. Prace GIG, s. Konferencje, nr 26, Katowice 1998.
9. Praca zbiorowa: Zasady stosowania metody kompleksowej i metod szczegółowych oceny stanu zagrożenia tąpniętami w kopalniach węgla kamiennego. Prace GIG, s. Instrukcje, nr 20, Katowice 2007.

Recenzent: Dr hab. inż. Józef Kabiesz, prof. nzw. GIG

Abstract

The paper presents an analytical prediction approach developed in the Institute of Mining of the Silesian University of Technology, which can be practically applied for the estimation of seismic hazards and rockburst hazards effected by the carried out mining works in the Upper Silesia Coal Basin (GZW). The basic objective of the analytical prediction of the stress and deformation-energy mining conditions is the dimensioning of areas in the rockmass where real rockburst hazards of mining works can occur. The principal aim is to determine the (diversification) level of this potential hazard for definite mining situations – the sections of carried out working and maintained headings.

The extensive experience gathered over many years demonstrates that with an appropriate estimation of the parameters of the method the prediction results are generally in compliance with the real rockmass pressure displays and with rockburst hazard observed in the vicinity of the carried out mining.