

Antoni Kidybiński, Andrzej Nierobisz

NUMERYCZNE MODELOWANIE DYNAMIKI UDARU SKAŁ W OBUDOWĘ, SPOWODOWANEGO WSTRZĄSEM SEJSMICZNYM LUB TĄPIŃCIEM

Streszczenie

W miarę wyczerpywania się zasobów węgla na płytszych poziomach eksploatacja złóż węgla w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego przebiega na coraz większych głębokościach, a także – rozpoczęcie eksploatacji złoża naruszonego eksploatacją pokładów wyżej lub niżej położonych lub zaangażowanych tektonicznie – powoduje zwiększenie nasilenia wstrząsów sejsmicznych w górotworze i pogarszanie się warunków eksploatacji oraz bezpieczeństwa. Szczególnie dotyczy to kopalń, w których są eksploatowane pokłady warstw siodłowych (grupa 500) – znanych z dużej skłonności górotworu do tąpnięć oraz występowania w stropach pokładów węgla grubych i mocnych ławic piaskowców, które są źródłem silnych wstrząsów sejsmicznych.

W celu bliższego rozpoznania wpływu wstrząsów na zagrożenie zawaleniem stropu wyrobiska korytarzowego znajdującego się w zasięgu oddziaływania wstrząsu sejsmicznego, powstawania zagrożenia tąpnięciem ociosowym lub spagowym, a przede wszystkim – wpływu wstrząsów na zachowanie się i niezbędne zagęszczenie obudowy kotwiowej – podjęto badania symulacyjne, wykorzystując istniejące programy komputerowe GIG ze zmodyfikowaną częścią dotyczącą naprężeń dynamicznych powstających w górotworze pod wpływem wstrząsów sejsmicznych. Dobrano mianowicie odpowiednie programy, takie jak:

- CHODNIK – symulujący zasięg odspojenia stropu nad wyrobiskiem i wirtualny zawał stropu,
- TAPANIA 1 – symulujący stopień zagrożenia i dynamikę tąpnięcia ociosowego wraz z ewentualnym naruszeniem spagu oraz program
- FLOBURST – symulujący stopień zagrożenia i dynamikę tąpnięcia spagowego oraz przeprowadzono ogółem 114 cykli symulacji.

W wyniku przeprowadzonych badań określono: wpływ magnitudy i odległości ogniska wstrząsu od analizowanego wyrobiska korytarzowego – na dodatkowe naprężenia dynamiczne w skałach stropowych, optymalną długość kotwi jako funkcję magnitudy (modelowano od zera do 3,4) oraz odległości hipocentralnej wstrząsu (modelowano przedział 50–400 m), warunki zaistnienia zagrożenia tąpnięciem ociosowym oraz oczekiwanej energii udaru masy skał spagowych – przy małym, średnim i dużym zagrożeniu wstrząsem sejsmicznym. Określono także optymalną długość i zagęszczenie kotwi w zależności od magnitudy i odległości ogniska wstrząsu sejsmicznego górotworu od analizowanego wyrobiska, dla typowej szerokości wyrobiska wynoszącej 6,0 m.

Praca stanowi pierwszy (teoretyczny) etap projektu celowego pt. „Systemy kotwienia dla wyrobisk korytarzowych zagrożonych wstrząsami” – dofinansowanego przez Ministerstwo Nauki i Informatyzacji, zaś podjętego do wdrożenia przez Kompanię Węglową S.A. z poligonem doświadczalnym w kopalni „Jankowice”.

Numerical simulation of rock impact dynamics on mine supports during seismic tremor or rockburst

Abstract

Still growing depth of coal mining in Upper Silesian Coal Basin which is caused by exhaustion of reserves at shallow levels as well as working the seams being disturbed by mining at lower or upper

horizons and seams tectonically engaged – are the reasons of ever growing frequency and energy of seismic events occurring in the area. Seismic tremors are badly affecting both mine safety of work and conditions for mining activity. In particular, this refers to those mines which are undertaking extractive works in anticline strata (group of seams numbered from 500 up) – as known from high bursting propensity indices of coal and thick layers of strong sandstones in the roof of coal seams, which are the sources of seismic events. Research work was undertaken to find closer relations between seismic events occurring in mines and roof strata falling hazard as well as rib bursting phenomena and dynamic floor heaving hazard at longwall entries. But first of all an effect of seismicity on behavior and parameters required for rock bolting systems were in the scope of investigations which have been done by numerical simulation with existing CMI computer programs by modifying of their dynamic stress related segment.

Three programs were selected, namely:

- CHODNIK – simulating vertical range of roof fracturing over the roadway and virtual roof strata failure,
- TAPANIA 1 – simulating a risk and dynamics of rib born coal burst as well as floor strata failure extent,
- FLOBURST – simulating a risk and the dynamics of floor strata heaving.

Then, 114 runs of these programs were executed and as a result following was received: effect of magnitude and focal distance on dynamic stresses generated within roof strata, optimum length of roof bolts as a function of magnitude (from zero to 3.4 simulated) and focal distance of seismic event (from 50m to 400m simulated), conditions essential for rib born coal burst occurrence and energy of floor burst expected – for small, medium and high intensity of seismic event within nearby rock masses. Optimum length and spacing of roof bolts as dependent from magnitude and focal distance of seismic event was also received for typical rectangular cross section of an opening 6.0 meters wide.

The work discussed is a first (theoretical) stage of a targeted research project “Rock bolting systems for mine roadways subjected to seismic tremors hazard” – sponsored by the Polish Ministry of Science and Informatics and ordered at the Central Mining Institute by Coal Company S.A. with experiments scheduled at Jankowice Colliery.

WPROWADZENIE

Obudowy górnicze zarówno wyrobisk korytarzowych, jak i eksploatacyjnych, są projektowane wyłącznie na działanie obciążeń statycznych. Znajduje to uzasadnienie w trudnej przewidywalności dynamicznych przejawów ciśnienia górotworu w kopalniach, w przeciwieństwie do stosunkowo prostych założeń związanych z obciążeniami statycznymi. Założenia te dotyczą konieczności przejmowania przez obudowę ciężaru odspojonych skał stropowych z pewną rezerwą ujętą współczynnikiem bezpieczeństwa. Odspojenie się skał stropowych nad wyrobiskiem następuje w ograniczonym pionowym zasięgu – w zależności od zwięzłości skał stropowych, odstępu i kierunku szczelin w stropie, czasu istnienia wyrobiska od chwili jego wydrążenia oraz rodzaju obudowy (bierna, czynna). Obudowa podporowa (na przykład z łuków stalowych) ma charakter bierny, to znaczy wzrost jej obciążenia następuje w wyniku rzeczywistego przemieszczania się masy skał stropowych znajdujących się w obrębie zasięgu odspojenia – ku wnętrzu wyrobiska, w zakresie na który zezwala podatność (odkształcalność) obudowy podporowej. Obudowa kotwiowa natomiast ma charakter czynny, to znaczy przeciwstawia się ona odpajaniu się skał stropowych od warstw wyżej leżących. Zachodzi to na skutek jej podwieszającego bądź spinającego działania. Jedną z metod projektowania obudowy kotwiowej polega na obliczeniowej symulacji pionowego zasięgu odspojenia stropu w nieobudowanym wyrobisku – przy danym profilu wytrzymałościowym skał stropowych, a więc

wykorzystuje się w niej wirtualne spękania i przemieszczenia się warstw stropowych ku wnętrzu wyrobiska w celu wyznaczenia racjonalnej długości i zagęszczenia kotwi w projektowanej obudowie kotwiowej. Należy zauważyć, że w metodzie tej – przyjmując model podwieszania spękanego stropu – zakłada się bardzo wysoki jakościowy współczynnik bezpieczeństwa stateczności stropu wynikający z tego, że minimalna grubość spiętego kotwiami statecznego pakietu skał stropowych jest na ogół znacznie mniejsza od długości kotwi wyznaczonej z symulacji odspojenia warstw stropowych, zgodnie z którą nastąpi swobodny opad spękanych skał do wysokości sklepienia odspojenia.

Rozważania powyższe mają pewne znaczenie ze względu na możliwość wystąpienia, w czasie użytkowania danego wyrobiska, dodatkowych obciążeń dynamicznych spowodowanych oddziaływaniem wstrząsów sejsmicznych górotworu. W polskich kopalniach węgla jest możliwe *post factum* dokładne określenie przez służby sejsmologiczne energii sejsmicznej (bądź magnitudy) oraz odległości epicentralnej zaistniałych wstrząsów górotworu. Niewystarczającą dokładność określania pionowej składowej położenia ogniska wstrząsu kompensuje się zwykle przez geologiczną analizę pionowego położenia tzw. warstwy wstrząsogennej nad prowadzonymi robotami górniczymi, co pozwala na przybliżoną ocenę odległości hipocentralnej ogniska zaistniałego wstrząsu górotworu. W przypadku oceny dynamicznego składowa obciążenia obudowy nie ma na ogół potrzeby dążenia do prognostycznego określania energii i odległości najbliższego spodziewanego wstrząsu górotworu (co ma znaczenie na przykład przy zabezpieczaniu wyrobiska przed przejściem energii spodziewanego tąpnięcia). Wystarczy w tym celu znać średnią oraz maksymalną energię sejsmiczną spodziewanych wstrząsów w dłuższym czasie użytkowania danego wyrobiska oraz położenie najbliższej wyrobiskom warstwy wstrząsogennej w stropie rozcinanego pola w pokładzie węglowym. Pozwala to na uzyskanie racjonalnej, pod względem dokładności, prognozy poziomu sejsmiczności danego pola eksploatacyjnego i dobór obudowy stosownie do spodziewanych dodatkowych naprężeń dynamicznych. Do osiągnięcia tego celu konieczne jest wszakże spełnienie dwóch warunków, a mianowicie:

- 1) posiadanie empirycznej podstawy do sporządzania prognozy sejsmiczności, wynikającej głównie z doświadczeń uzyskanych podczas eksploatacji danego pokładu we własnej kopalni lub kopalniach sąsiednich,
- 2) możliwości symulacji (modelowania) zachowania się górotworu w warunkach występowania skumulowanych naprężeń statycznych oraz dynamicznych o określonej wielkości i kierunku oddziaływania.

Pierwszy z wymienionych warunków jest szczególnie trudny do spełnienia w kopalniach, w których po raz pierwszy rozpoczyna się eksploatację danego pokładu lub grupy pokładów. Szczególnie dotyczy to sytuacji rozpoczynania robót górniczych w grupie pokładów siodłowych (500), które w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym wykazują dużą sejsmiczność spowodowaną głównie występowaniem silnie związanych i grubowarstwowych piaskowców w stropie niektórych pokładów węglowych tej grupy. Do takich kopalń należy na przykład wchodząca w skład Kompanii Węglowej S.A., kopalnia „Jankowice”.

Niniejszy artykuł stanowi sprawozdanie z wykonania pierwszego, teoretycznego etapu wspólnego badawczego projektu celowego Kompanii Węglowej S.A. i Głównego Instytutu Górniczego pt. „Systemy kotwienia dla wyrobisk korytarzowych zagrożonych wstrząsami” – a opisane w nim symulacje komputerowe – przy wykorzystaniu oraz częściowej adaptacji istniejącego oprogramowania komputerowego – wykonano w celu wykazania wpływu wstrząsów sejsmicznych górotworu na przyrost naprężeń w górotworze i wzrost wymagań w stosunku do stosowanej obudowy kotwiowej.

1. WPLYW WSTRZĄSÓW NA ZACHOWANIE SIĘ GÓROTWORU OTACZAJĄCEGO WYROBISKO KORYTARZOWE ORAZ KOTWI

Ze względu na to, że wstrząsy sejsmiczne górotworu są w znacznej mierze zjawiskami losowymi w literaturze zarówno polskiej, jak i światowej, dotyczącej wpływu wstrząsów na stateczność wyrobisk podziemnych i zachowania się obudowy (w tym kotwiowej), często zastępczo są opisywane zjawiska powstające pod wpływem wstrząsów sztucznych, wywołanych bądź odpaleniem ładunku materiału wybuchowego, bądź opuszczeniem masy na element obudowy. Poważny wkład w badania dynamicznego obciążenia kotwi pod wpływem wstrząsów i uderzeń wniósł na przykład Siewierski (Siewierski S. 1975; Pochciał Z., Siewierski S., Sztuk H. 1976; Siewierski S. 1978; Siewierski S. 1980), prowadząc zarówno prace teoretyczne, laboratoryjne, jak i pomiary w kopalniach. Stwierdził on między innymi, że warunek bezpieczeństwa dla kotwi rozprężnych z naciągiem wstępnym ma następującą postać

$$\sigma_d = K_d [(r^2 l_h \rho g + N_0) / f] \leq R_r \quad (1)$$

gdzie:

- σ_d – naprężenie dynamiczne;
- K_d – współczynnik dynamiczny ($K_d = 2$);
- N_0 – naciąg wstępny kotwi ($N_0 = 30$ do 50 kN), N;
- f – pole przekroju poprzecznego żerdzi, m^2 ;
- r – rozstaw kotwi w rzędach, m;
- ρ – gęstość skał, kg/m^3 ;
- g – przyspieszenie ziemskie, m/s^2 ;
- R_r – wytrzymałość na rozciąganie materiału kotwi, N/m^2 ;
- l_h – grubość odspojonej ławicy skał stropowych, m.

S. Siewierski przeprowadził ponadto udarowe i wibracyjne (wibrator znajdował się na powierzchni) badania kotwi rozprężnych, wykazując, że przy uderzeniach o energii 12–400 J na udar, tracą one całkowicie swój naciąg wstępny po 2–20 uderzeniach (Siewierski S. 1980).

Doświadczalnie zasięg spękań calizny skalnej przy robotach strzelniczych w kopalni odkrywkowej określił Onderka (Onderka Z. 1986), zaś Dubiński (Dubiński J. 1989) sformułował podstawy dla prognozowania zagrożenia wstrząsami sejsmicznymi w kopalniach węgla kamiennego, co ma duże znaczenie do oceny spodziewanego obciążenia dynamicznego obudowy w kopalniach, w których występują głównie wstrząsy naturalne, zaś robót strzelniczych nie stosuje się.

W zbiorowej publikacji wydanej przez Bulsona (Bulson P.S. (edit.) 1989) zostały opisane teoretyczne podstawy analizy dynamicznego obciążenia budowli wstrząsem lub udarem. Interesujące są w niej zwłaszcza analizy dynamicznej odpowiedzi struktur warstwowych, w których uwzględniono ich częstotliwości własne (rezonansowe) oraz warunki dynamicznego (udarowego) zniszczenia płyt.

Kuzmienko i inni (Kuzmienko A.A., Vorobiev V.D., Denisyuk I.I., Dauetas A.A. 1993) zebrali liczne przykłady wyników pomiarów sejsmicznych dotyczących wpływów robót strzelniczych. W publikacji podali prędkości przebiegu fal sejsmicznych w różnych ośrodkach skalnych i gruntowych, sformułowali także doświadczalne wartości dopuszczalnych prędkości drgań cząstek skał i betonów z uwagi na zachowanie ich stateczności (20–130 cm/s).

Froedge (Froedge D.T. 1995) przeanalizował doświadczalnie niejednorodność odpowiedzi dynamicznej ośrodka skalno-gruntowego, co jest zwykle pomijane w rozważaniach. Podał przykład mapy rozkładu wartości *PPV* (maksymalnej prędkości drgań cząstek skalnych) na obszarze około 1800×1600 m objętym badaniami systemu izo-sejsmicznego, gdzie pomierzone wartości w zależności od rodzaju podłoża geologicznego i odległości od punktów strzelania wahały się od 0,05 do 0,75 cm/s. Nasuwa to wniosek o konieczności odrębnego traktowania parametrów odspójonej ławicy skał stropowych od reszty nierozwarstwowanego stropu.

Hoek, Kaiser i Bowden (Hoek E., Kaiser P.K., Bawden W.F. 1995) w swej książce o znacznie szerszym zakresie, poświęcili nieco miejsca zagadnieniu prawdopodobieństwa uszkodzenia kotwi mechanicznej (rozprężnej) oraz ocenie stateczności wyrobisk komorowych przy zastosowaniu metody wykresu stateczności. W metodzie tej uwzględniono wiele czynników geologicznych, takich jak upad warstw, gęstość ich spękania, kierunek upadu i spękań w stosunku do kierunku grawitacji itp. Ponadto, stateczność wyrobiska oceniono w układzie współrzędnych: rozpiętość stropu wyrobiska – wskaźnik (liczba) stateczności, co podkreśla rolę szerokości wyrobiska w ocenie stateczności stropu, często niedocenianą w górnictwie zarówno rud metali, jak i węgla.

Xu i inni (Xu H., Rodger A.A., Holland D.C., Littlejohn G.S. 1995) opisali pracę kotwi wklejanych zainstalowanych w przodku tunelu, w którym prowadzono roboty strzałowe. Długość kotwi wynosiła 6,0 m, zaś odległość od urabianego przodka – od 1,1 do 5,7 m. Naciąg wstępny kotwi wynosił od 3 do 108 kN. W czasie drażenia tunelu prowadzono ich ciąglą obserwację przez 47 dni. Górotwór składał się z mikrodiorytów o średniej wytrzymałości na ściskanie 254 MPa, w których prędkości fal sejsmicznych dochodziły do 5900 m/s. Roboty strzelnicze obejmowały zabiór 4-metrowy i odpalenie materiału wybuchowego w 138 otworach, dwudziestoma trzema seriami, przy przekroju przodka 10 × 8 m. W wyniku pomiarów stwierdzono, że zmiany naciągu kotwi wynosiły ± 10% naciągu wstępnego i objęły 74% kotwi bezpośrednio po odstrzale i 33% kotwi – w okresie do 47 dni. Ponadto stwierdzono, że bezpieczna odległość instalowania kotwi (wklejanych) od strzelanego przodka wynosi 4 m, zaś graniczna wielkość *PPV* przy strzelaniu – dla zachowania nienaruszonego stanu kotwi wynosi 0,225 m/s. Po strzelaniach zaobserwowano powstanie nowych mikroszczelin w skałach oraz zwiększenie rozwarcia poprzednio istniejących,

co spowodowało wewnętrzne odspojenie się skał w masywie. Wzrost obciążenia kotwi był skutkiem odspojenia się skał, zaś spadek obciążenia zachodził w rejonach zamykania się szczelin.

W publikacjach Kidybińskiego (Kidybiński A. 1995a; 1995b; 1997) została podkreślona potrzeba zapewnienia dodatkowej nośności kotwi w strefach przewidywanych obciążeń dynamicznych oraz możliwość prognozowania obciążeń statycznych – na podstawie oceny masy strefy odspojenia skał (w zależności od profilu wytrzymałościowego skał stropowych). Obciążenia dynamiczne można obliczyć na podstawie spodziewanej wielkości *PPV*, którą określa się z równania skalowanej odległości, odpowiednio:

- dla wstrząsów naturalnych – na podstawie energii sejsmicznej w ognisku i na podstawie odległości danego wyrobiska od hipocentrum wstrząsu,
- dla wstrząsów powodowanych robotami strzałowymi – na podstawie pierwotnej wersji równania skalowanej odległości, zawierającego współczynniki dla danego górotworu określone z pomiarów.

Za większością autorów różnych opracowań można przyjąć prostą superpozycję naprężeń statycznych i dynamicznych w przestrzennym układzie wektorowym.

Scoble i inni (Scoble M.J., Lizotte Y.C., Paventi M., Mohanty B.B. 1997) analizowali uszkodzenia wyrobisk i obudowy wynikające z robót strzałowych jako ich uboczny skutek. Doszli do wniosku, że uszkodzenia górotworu należy rozpatrywać w dwóch kategoriach, a mianowicie jako:

- szkody bezpośrednie (w tzw. bliskim polu według nazewnictwa sejsmologicznego) polegające na miejscowym kruszeniu skał oraz przekroczeniu ich wytrzymałości na ściskanie bądź rozciąganie – w pobliżu otworów strzałowych (do 20-krotnej średnicy tych otworów),
- szkody pośrednie, wynikające z rozchodzenia się drgań w górotworze, sięgające daleko poza strefę działania bezpośredniego (tzw. pole dalekie) i obejmujące głównie odspojenie się skał od calizny, poszerzanie zasięgu istniejących spękań i poślizgi międzyblokowe.

Autorzy ci stwierdzili, że najlepszym sposobem oceny stopnia intensywności potencjalnych szkód powstających w wyniku robót strzałowych jest analiza prędkości drgań cząstek skalnych spowodowanych strzelaniem i podali – za innymi źródłami – krytyczne wartości *PPV* związane z progiem uszkodzenia (0,2–0,3 m/s) lub zniszczenia (>0,6 m/s) górotworu otaczającego wyrobisko. Wartości te należy odnosić do „najslabszego ogniwa” w górotworze otaczającym wyrobisko.

W tym aspekcie należy podkreślić duże znaczenie zastosowania odpowiedniej metody oceny i klasyfikacji górotworu (Kidybiński A. 1998) w przypadkach doboru obudowy kotwiowej.

W poszukiwaniu kryteriów dynamicznego uszkodzenia wyrobisk górniczych (oprócz granicznych wartości *PPV* określonych na drodze doświadczalnej) możliwe jest wzięcie pod uwagę również czynnika przyjętego w rozważaniach nad ryzykiem sejsmicznym, a mianowicie objętości górotworu objętej przemieszczeniami – Eneva i inni (Eneva M., G.Van Aswegen, Mendecki A.J. 1998), chociaż dotyczy to innej skali zjawisk mechanicznych.

Na razie jednak jedynymi praktycznie dostępnymi kryteriami stateczności są kryteria granicznej prędkości drgań cząstek skalnych wskutek oddziaływania wstrząsu spowodowanego robotami strzałowymi. Aby jednak kryteria te były wystarczająco dokładne, do równania skalowanej odległości (wiążącego prędkość drgań z masą ładunku wybuchowego i odległością od jego środka do rozpatrywanego punktu wyrobiska) powinno się wstawić dwa współczynniki określone w bezpośrednich pomiarach prędkości drgań stropu w wyrobiskach tego samego typu i w takich samych warunkach geologicznych, którego dotyczyć mają przyszłe prognozy. W związku z tym dużej wartości nabierają przeprowadzone niedawno przez zespół pracowników GIG, pod kierownictwem G. Mutke (Mutke G. i inni 1999), pomiary prędkości drgań stropu przy strzelaniach w trzech kopalniach LGOM.

Ochrona przed drganiami może dotyczyć nie tylko zwykłych wyrobisk górniczych, lecz również wyrobisk o specjalnym przeznaczeniu – na przykład podziemnych składowisk odpadów nuklearnych bądź paliwa jądrowego. W takich sytuacjach wymagania dotyczące robót strzałowych prowadzonych w sąsiedztwie obiektu są bardziej rygorystyczne, a kryteria granicznej prędkości drgań cząstek skalnych – bardziej restrykcyjne. Dla przykładu można przytoczyć wyniki badań Fredrikssona (Fredriksson A. 1999) komory składowniczej paliwa jądrowego, w sąsiedztwie której dążono kolejną komorę. Graniczne dopuszczalne wartości *PPV* na konturach istniejącej komory przyjęto wstępnie 0,055–0,080 m/s w odległości 40 m od miejsca wykonywania robót strzałowych, następnie przeprowadzono szczegółową symulację dynamiki wynikającej z tych robót dla otrzymania dopuszczalnych parametrów, osobno dla stropu, spągu oraz ścian bocznych chronionej komory. Maksymalne dodatkowe obciążenie kotwi obliczono na 56 kN dla rozstawu kotwi 2,0 m, zaś graniczną wartość *PPV* dla najbardziej wrażliwych części konturu komory (strop i spąg) ustalono na 0,025–0,035 m/s. Wartości te są więc o jeden rząd wielkości mniejsze od przyjmowanych za inicjujące uszkodzenie wyrobiska górniczego (0,2 m/s).

We współczesnym górnictwie podziemnym stosowane kotwie i obudowy kotwiowe są różnorodne. Należą do nich kotwie rozprężne i wklejane, kotwie rozprężne wzmacniane ładunkiem klejowym, cementowane, rurowe (w tym typu Swellex), linowe, strunowe i inne (Villaescusa E. i inni (edit.) 1999). O ile jednak przestrzega się zasady, aby nowe typy kotwi przed ich upowszechnieniem przebadać na nośność statyczną, bardzo rzadko towarzyszą temu badania odporności dynamicznej. Często nawet w przypadku kotwiowych obudów *zaporowych* (mających uchronić wyrobisko przed skutkiem tąpnięcia) – obudowy dobiera się metodą prób i błędów, bez odpowiednich badań wstępnych. Wymagane są przeto badania dynamicznej odporności różnych typów kotwi, co może być zrealizowane na dużym stanowisku laboratoryjnym przystosowanym do różnych odmian kotwi.

Ocena energii przemieszczenia ławic skal stropowych wskutek wstrząsu

W celu określenia dynamicznego obciążenia kotwi wskutek wstrząsu spowodowanego robotą strzałową, przeanalizowano jednostkową energię dynamiczną generowaną przez różnej grubości pojedynczą odspojoną ławicę stropową.

Zgodnie z równaniem na energię kinetyczną ciała będącego w ruchu

$$E_k = \frac{mv^2}{2} \quad (2)$$

gdzie:

m – masa ciała,

v – prędkość jego ruchu,

dla wycinka odspojonej ławicy stropowej, przypadającego na jedną kotwę obudowy podstawowej, przyjęto następujące równanie na energię uderu

$$E_u = \frac{1}{2} \rho h \gamma p^2 \quad (3)$$

gdzie:

E_u – energia uderu, J;

s – odstęp kotwi w siatce, m;

h – grubość odspojonej ławicy skał stropowych, m;

γ – gęstość masy skał stropowych, kg / m³;

p – maksymalna prędkość ruchu skał (PPV) wskutek wstrząsu spowodowanego robotami strzałowymi, m/s.

Z kolei wartość PPV można obliczyć według równania skalowanej odległości ze współczynnikami A oraz B pochodzącymi z pomiarów wykonanych w kopalniach.

Wpływ wstrząsów i uderów na stan kotwi

Wspomniane badania Siewierskiego (Siewierski S. 1980) dotyczące kotwi mechanicznych typu KE-3 polegały na użyciu wibratora – na powierzchni kopalni – zaś w badaniach dołowych – przykręcanych do końcówek kotwi przedłużaczy, po których opuszczano swobodnie do płytki oporowej krążki żelazne o odpowiedniej masie. Masę tę i długość przedłużacza (pręta stalowego) dobierano tak, aby energia pojedynczego uderu E_u w głowicę kotwi wynosiła: 12, 50, 100, 200 oraz 400 J. Po każdej próbie udarowej mierzono resztkowy naciąg kotwi i porównywano go z naciągiem początkowym (wstępnym) N_w , który wynosił 40 lub 20 kN.

W celu oceny energii uderu występującej podczas drażenia wyrobiska oraz porównania jej z wartościami E_u , przyjętymi w omawianych badaniach dynamicznych, wykonano obliczenia (dla grubości odspojonej ławicy stropu $h = 0,5$ m) z których wynika, że kolejne rzędy kotwi za przodkiem podlegają udarowi silnie uzależnionemu od masy materiału wybuchowego, oznaczonej przez Q . Istotny jest równocześnie odstęp od przodka, wynoszący zwykle 3–6 m. W wymienionym przedziale odległości od przodka, według obliczenia, występują następujące obciążenia dynamiczne kotwi:

Q , kg	E_u , J
5	8,4
10	23,3
20	64,7
30	117,4
40	179,3
50	248,9

gdzie:

Q – masa maksymalnego ładunku MW odpalanego z określonym opóźnieniem, kg;
 E_u – energia udaru, J.

Z porównania wyżej podanych wartości z danymi uzyskanymi przez Siewierskiego wynika, że masa MW odpalana przy jednym numerze zwłoki czasowej, wynosząca do około 15 kg, zapewnia utrzymanie przynajmniej 80% naciągu wstępnego kotwi w początkowym okresie ich pracy po zabudowaniu.

W celu umożliwienia obliczeń procentowego spadku naciągu kotwi opracowano równanie ujmujące wyniki zarówno badań doświadczalnych, jak i obliczeń

$$N_{\%} = 100 \left(1 - \frac{L(0,09 + 0,001N_w)}{2,4 - \lg E_u} \right) \quad (4)$$

gdzie:

$N_{\%}$ – pozostały po udarze naciąg kotwi wyrażony w procentach naciągu wstępnego N_w , kN;

L – liczba zaistniałych udarów (wstrząsów);

E_u – energia pojedynczego udaru, J.

Równanie (4) może być stosowane przy jednakowych energetycznie udarach o energii w przedziale 12–400 J.

W ostatnim okresie badania nad zachowaniem się kotwi pod obciążeniami dynamicznymi prowadził Nierobisz (Nierobisz A. 1999). Polegały one na udarowym obciążaniu kotwi KSpn-18, wykonanych w skali 1:2 w stosunku do kotwi rzeczywistych, na stanowisku badawczym w GIG. Podobnie, jak w przypadku badań Siewierskiego, obciążanie kotwi polegało na opuszczaniu wzdłuż ich żerdzi centralnie usytuowanych obciążników stalowych o określonej masie. W czasie badania mierzono za pomocą czujnika przymocowanego do końcówki żerdzi kotwi deformacje podkładki i żerdzi kotwi oraz wartość siły dynamicznej. Użyte masy obciążników zmieniały się od 19,5 do 59,5 kg, zaś wysokość ich swobodnego spadku – od 0,30 do 1,41 m. Zmierzone wartości maksymalnej siły dynamicznej zmieniały się od 5,6 do 50,1 kN.

W wyniku badań stwierdzono, że zniszczenie podkładki (co ma decydujące znaczenie dla stateczności stropu stabilizowanego kotwiami rozprężnymi) następuje przy sile dynamicznej 48,1 kN – która jest o 30% większa niż niszcząca siła statyczna.

Podstawowe wnioski o charakterze jakościowym wynikające z badań Nierobisza są następujące:

- dynamiczna charakterystyka wytrzymałościowa kotwi różni się od charakterystyki statycznej,
- przyczyną powyższego wydaje się być podniesienie się granicy plastyczności i wytrzymałości stali kotwi, przy wzroście prędkości wymuszonego odkształcenia,
- istnieje niewielka różnica ilościowa między wartościami statycznego i dynamicznego modułu sprężystości kotwi,

- wartość obciążenia dynamicznego przewyższająca wartość statycznej granicy plastyczności powoduje efekt opóźnienia plastycznego, czyli wystąpienie płynięcia lub zniszczenia, po pewnym czasie od chwili obciążenia.

Wiele zagadnień o charakterze dynamicznym związanych ze współdziałaniem kotwi rozprężnych ze skałami stropowymi nie zostało rozpoznanych i wymaga prowadzenia badań. Należą do nich:

- zwiększanie się liczby mikroszczelin w warstwach stropowych wyrobisk górniczych pod wpływem wstrząsów o określonej prędkości drgań cząstek skalnych,
- sumowanie się skutków drgań w czasie,
- częstotliwość rezonansowa odspojonych warstw stropowych,
- mechanizm niszczenia (zakrzywania) podkładek kotwi przy obciążeniach udarowych ze strony odspojonej ławicy skał stropowych.

Ze względu na zbyt małą liczbę danych, wpływ wstrząsów na kotwie występujący po robotach strzałowych, opisany w niniejszym artykule, ograniczono do zmniejszenia naciągu wstępnego kotwi rozprężnych – jako podstawowego czynnika decydującego o czynnym (z naciągiem) bądź biernym (bez naciągu) sposobie oddziaływania kotwi na strop. Należy dodać, że odróżnienie naciągu czynnego (wstępnego) od biernego (występującego pod ciężarem odspojonej warstwy stropowej) jest na podstawie pomiarów praktycznie niemożliwe bez analizy struktury stropu. Tym należy tłumaczyć fakt, że w licznych sprawozdaniach z badań kontrolnych naciągu kotwi, wykonanych w kopalniach rud miedzi, są zawarte informacje przede wszystkim (lub wyłącznie) o prawidłowym naciągu kotwi, zgodnym z naciągiem pierwotnym.

Skomplikowany charakter przestrzennych rozkładów naprężeń zarówno statycznych, jak i dynamicznych w górotworze stropowym przylegającym do czoła drażonego wyrobiska oraz związane z nim zasięgi oddziaływania wstrząsów po strzelaniu na strop oraz kotwie – wymagają prowadzenia badań symulacyjnych mających na celu wyjaśnienie wielu współzależności. Dodatkowo na taką konieczność wskazuje znaczna różnica zachowania się kotwi rozprężnych i kotwi wklejanych na całej długości – podczas ich obciążenia dynamicznego. Cechą charakterystyczną kotwi wklejanych jest spojenie z otaczającym górotworem na całej długości – wskutek czego dodatkowe naprężenia dynamiczne generowane przez wstrząsy sejsmiczne w żerdziach kotwi przenoszą się na skały stropowe, zaś momentem decydującym o zachowaniu stateczności stropu jest lokalne pęknięcie warstwy klejowej otaczającej kotew w miejscu jej przechodzenia przez powstającą szczelinę poziomą. Pęknięcie takie powoduje w żerdzi kotwiowej lokalną dużą koncentrację naprężeń, mogącą doprowadzić do jej miejscowego uplastycznienia, a nawet pęknięcia lub zerwania.

Podstawy symulacji naprężeń sumarycznych (statycznych i dynamicznych)

Zasady symulacji naprężeń statycznych oraz dynamicznych w górotworze otaczającym wyrobisko górnicze, w tym również w stropie podał Kidybiński (Kidybiński A. 1995a; 1995b; 1997; 1999), który sformułował zasadę wektorowej superpozycji składowych naprężeń statycznego oraz dynamicznego. Wykonane przez niego obliczenia dotyczyły płaskiego stanu odkształcenia, przy trójosiowym stanie naprężeń

– w przekrojach prostopadłych do osi podłużnej wyrobiska korytarzowego, w pętli (x, y) , przy odstępach punktów wynoszącym w obu kierunkach 0,05 m. Dla każdego punktu była obliczana oddzielnie pionowa składowa statycznego stanu naprężeń i również oddzielnie – pionowa składowa naprężeń dynamicznych, a następnie dokonywano superpozycji obu wymienionych wartości. Pionowe naprężenia sumaryczne zostały przedstawione w postaci wydruku pola naprężeń maksymalnych.

Naprężenia statyczne są obliczane według zasady elementów brzegowych, przy wykorzystaniu funkcji Flamanta dla naprężeń pionowych (σ_y)

$$\sigma_y = \left(\frac{2}{\pi} \right) C_{py} \left[\frac{y_s^3}{x_s^2 + y_s^2} \right] \quad (5)$$

gdzie:

- C_{py} – siła pionowa skoncentrowana w elemencie, na 1 m grubości tarczy, MN;
- x_s, y_s – współrzędne względne rozpatrywanego punktu w stosunku do miejsca przyłożenia siły C_{py} .

Do obliczania sił skoncentrowanych przyjmuje się obciążenie zewnętrzne odcinka calizny węglowej ciężarem nadkładu

$$p_z = 0,025 H_p \quad (6)$$

gdzie:

- p_z – naprężenie grawitacyjne, MPa;
- H_p – głębokość od powierzchni, m.

W zasięgu działania pola grawitacji na warstwy stropowe ponad wyrobiskiem przyjmuje się schemat analizy płyt ciągłych zginanych walcowo pod wpływem ciężaru własnego z tym, że grubość tych płyt była zmienna od 0,05 do 4,00 m i liczona sekwencyjnie krokiem 0,05 m z wykorzystaniem w każdym kroku odpowiedniej wartości wytrzymałości skały odczytanej z profilu penetrometrycznego. W ten sposób, sumując w każdym elemencie statyczną i dynamiczną składową naprężenia, otrzymuje się symulowany zasięg zniszczenia stropu nad wyrobiskiem.

Ryzyko zawału stropu

Innym, w stosunku do przedstawionego powyżej traktowania stropu jako ośrodka ciągłego, jest częste traktowanie stropu warstwowego jako ośrodka nieciągłego (płyty lub belki nieciągłej, tzw. *voussoir beam*). Służy to między innymi do określenia ryzyka zawału stropu wyrobiska górniczego.

W analizie bezpieczeństwa pracy, ryzykiem wystąpienia niekorzystnego zdarzenia przyjmuje się nazywać iloczyn prawdopodobieństwa wystąpienia tego zdarzenia (gdzie liczba 1,0 wyraża pewność, zaś zero – całkowite wykluczenie możliwości wystąpienia zdarzenia) oraz wielkości strat, które ono powoduje. Ze względu jednak na trudności w jednolitym zdefiniowaniu kryterium strat (osobiste, zakładowe, ogólnospołeczne itp.) oraz względność ilościowego ujęcia strat w przypadku zdarzeń katastroficznych (np. wypadek śmiertelny), często umownie przyjmuje się nazwę

„ryzyko” na wyrażenie jedynie pierwszego składnika wymienionego iloczynu – czyli prawdopodobieństwa zaistnienia zdarzenia, w tym przypadku – zawału stropu w kopalni.

W zagadnieniach geotechnicznych – do których zawały stropu wyrobisk należą – ryzyko jest odwrotnością współczynnika bezpieczeństwa wyrażającego się stosunkiem wytrzymałości obciążonego przekroju górotworu (sił oporu) do przynależnej mu wielkości obciążenia. Przyjmując najbardziej prawdopodobny schemat mechaniczny stropu wyrobiska korytarzowego w postaci płyty nieciągłej dwuprzęsłowej, bezwymiarowy współczynnik bezpieczeństwa stropu można wyrazić następująco

$$B_2 = \frac{4mR_cNZw_pw_k}{\gamma} \quad (7)$$

gdzie:

- m – współczynnik osłabienia strukturalnego górotworu;
- R_c – wytrzymałość na ściskanie jednoosiowe skał stropowych, MPa;
- N – współczynnik długości (w pionie) styków bocznych bloków (długość styku wynosi Nd , gdzie d jest wysokością skotwionej płyty stropowej, m);
- Z – wysokość siłowego łuku nośnego w stropie nieciągłym, m;
- w_p – współczynnik odporności przegubów;
- w_k – współczynnik sztywności skotwienia;
- γ – ciężar objętościowy górotworu, MN/m³;
- s – maksymalna rozpiętość stropu (maks. szerokość wyrobiska), m.

Wpływ naprężeń dynamicznych pochodzących od wstrząsu sejsmicznego można uwzględnić, ustalając wartość współczynnika osłabienia strukturalnego górotworu m .

Zgodnie z poprzednio podaną definicją ryzyko zawału stropu można obliczać następująco

$$R_z = \frac{1}{B_2} \quad (8)$$

gdzie B_2 jest współczynnikiem bezpieczeństwa płyty (belki) nieciągłej dwuprzęsłowej.

Z niniejszego krótkiego przeglądu niektórych publikacji na temat oddziaływania wstrząsów górotworu na skały otaczające wyrobisko oraz jego obudowę wynika, że istnieje wiele spraw niewyjaśnionych lub odnoszących się do innych warunków niż górotwór karboński Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Nie ma więc opracowanych sposobów zapewniania bezpieczeństwa i stateczności wyrobisk w obudowie kotwiowej w warunkach występowania wstrząsów górotworu. Można natomiast sprecyzować następujące najważniejsze zagadnienia do rozwiązania:

- określenie najbardziej prawdopodobnego modelu oddziaływania wstrząsów sejsmicznych górotworu na wyrobiska korytarzowe w obudowie kotwiowej,
- dobór oprogramowania i dokonanie symulacji dla wstępnej oceny wymagań w stosunku do obudowy kotwiowej w warunkach obciążeń statyczno-dynamicznych.

2. RODZAJE ODDZIAŁYWAŃ DYNAMICZNYCH GÓROTWORU NA KORYTARZOWE WYROBISKA GÓRNICZE

Fale sejsmiczne rozchodzące się w górotworze we wszystkich kierunkach od ogniska wstrząsu, napotykając na konkretne wyrobisko górnicze, przekazują do otaczającego je górotworu energię drgań podłużnych i poprzecznych oraz wyzwalają reakcje stropu, ociosów oraz spągu (spodka) wyrobiska. Wskutek różnic w sztywności poszczególnych partii skał w otoczeniu wyrobiska skutki tego transferu energii mogą być różnorodne, najczęściej jednak dochodzi do poszerzania się istniejących stref spękania tam, gdzie wzbudzona wstrząsem lokalna prędkość drgań cząstek skalnych (*PPV*) przekracza wartość około 0,2 m/s.

2.1. Oddziaływanie wstrząsów sejsmicznych na strop wyrobisk

Wstrząsy sejsmiczne powodują przede wszystkim uszkodzenia stropu wyrobiska, polegające na wzroście liczby i zasięgu spękań w skałach, powstawaniu luźnych nieforemnych bloków skalnych w przestrzeni stropowej oraz przemieszczaniu się tych bloków, ewentualnie wspólnie z rumoszem skalnym – do wnętrza wyrobiska. W wyniku tego powstają dodatkowe obciążenia obudowy ciężarem impulsowo odspojonych od calizny skał stropowych, dociążeniem, wybrzuszeniem lub przerwaniem ciągłości opinki stropu – do zniszczenia obudowy stropu i powstania rozległego zawału skał stropowych do wyrobiska włącznie. Przerwanie ciągłości warstw stropu wyrobiska – szczególnie gdy pełnią one rolę nośną (jak w przypadku prostokątnego przekroju wyrobiska i obudowy kotwiowej) – wymaga całkowitej przebudowy jego odcinka w celu wytworzenia nowej struktury nośnej w stropie (przy obudowie kotwiowej – co zresztą nie zawsze jest możliwe) lub wzniesienia nowej obudowy podporowej ze szczelnym wypełnieniem powstałych w stropie pustek, bryłami skalnymi, zaprawą cementową lub niepalnymi i nietoksycznymi piankami z tworzyw sztucznych. Ze względu na szerokość odsłonięcia i niekorzystne położenie w stosunku do działania sił grawitacji, strop jest najbardziej narażonym elementem strukturalnym wyrobiska górniczego, zaś zawał stropu wskutek oddziaływań dynamicznych górotworu jest najbardziej wypadkogennym zjawiskiem geomechanicznym – oprócz gwałtownych tąpnięć ociosowych.

2.2. Tąpnięcie ociosowe

Ze względu na to, że najsłabszym elementem skalnym obrysu przekroju poprzecznego wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla są ociosy węglowe – nawet drobne wstrząsy bądź przemieszczenia górotworu w sąsiedztwie wyrobiska mogą powodować wzrost zasięgu spękania ociosów, wysypywanie się luźnych brył węgla do wyrobiska, powstawanie wgłębień i nachylonych powierzchni ociosów oraz naturalne poszerzanie się wyrobiska, szczególnie w przypadku wyrobisk o przekroju prostokątnym i zbyt rzadkich oraz krótkich kotwiach zabezpieczających ociosy.

Poza zagrożeniem wypadkowym, spowodowanym opadem bądź stoczeniem się mas i brył skalnych, może nastąpić istotna zmiana kształtu przekroju poprzecznego

wyrobiska w miejscu intensywniejszego oddziaływania wstrząsu sejsmicznego, a co za tym idzie – konieczna będzie lokalna przebudowa połączona z wypełnieniem ubytków przekroju wiążącymi materiałami wypełniającymi.

W przypadku skłonności do tapani węgla tworzącego ociosy wyrobiska, uszkodzenie bądź zniszczenie ociosów może przybrać charakter nagłego tąpnięcia ociosowego, podczas którego zasięg poziomy granicy wyrzuconego do wnętrza wyrobiska materiału węglowego z ociosów może osiągnąć 2–3 m, z każdej strony wyrobiska. W takim przypadku zniszczony odcinek wyrobiska korytarzowego wymaga gruntownej przebudowy bądź całkowitego wyłączenia z ruchu i wygradzenia, z wydrążeniem wyrobiska zastępczego.

2.3. Tąpnięcie spągowe

Silne wstrząsy górotworu – nawet o dużej odległości ogniska od rozpatrywanego przekroju wyrobiska – mogą intensyfikować bądź powodować wypiętrzanie spągu wyrobiska, szczególnie jeśli jest on zbudowany ze słabych i gęsto uwarstwionych łupków ilastych lub łupków węglowych z węglem. Zjawisko to przybiera gwałtowną formę tąpnięcia spągowego wyłącznie w przypadku występowania w spodku wyrobiska grubej (co najmniej 2,0 m) warstwy węgla, szczególnie zaś węgla o dużej skłonności do tapani (dużej prędkości rozpadu). Zjawisko tapani spągowych występuje z reguły na krytycznej głębokości (lub głębiej), to znaczy wtedy, kiedy naprężenie grawitacyjne (będące iloczynem ciężaru objętościowego skał nadkładowych i głębokości liczonej od powierzchni) – pomnożone przez współczynnik koncentracji naprężeń w skałach otaczających wyrobisko – przekracza wytrzymałość najsłabszych skał bezpośrednio otaczających to wyrobisko.

Jak wiadomo, w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym występują trzy rodzaje tapani, a mianowicie:

1. Tapania tzw. pokładowe (naprężeniowe), to znaczy występujące wyłącznie wskutek powstania dużej koncentracji naprężeń w tej części pokładu węglowego, która bezpośrednio przylega do wyrobiska.
2. Tapania zainicjowane wstrząsem sejsmicznym górotworu – zachodzące również w warunkach bardzo dużej koncentracji naprężeń w skałach, lecz tąpnięcie jest inicjowane przez wstrząs.
3. Tapania całkowicie spowodowane wstrząsem sejsmicznym, zwane również udarowymi.

Z wieloletnich badań prowadzonych w GIG wynika (Dubiński J., Konopko W. 2000), że statystyczna większość tapani występujących w kopalniach węgla GZW – przypada na drugą z wyżej wymienionych grup, co oznacza, że również tapania spągowe są w znacznej mierze powodowane wstrząsem sejsmicznym, jakkolwiek konieczna jest w ich przypadku duża koncentracja naprężeń w skałach tworzących ociosy oraz spąg wyrobiska.

3. OPROGRAMOWANIE KOMPUTEROWE GIG DO BADANIA DYNAMICZNEGO ODDZIAŁYWANIA GÓROTWORU NA WYROBISKA GÓRNICZE

W górotworze otaczającym wyrobiska górnicze, pomimo występującej ciągłości naprężeń między stropem, ociosami i spągami, każde uszkodzenie górotworu otaczającego wyrobisko górnicze, jakim są zawał skał stropowych, tapnięcie ociosowe oraz tapnięcie spągowe – ma swoją specyfikę i wymaga odrębnego potraktowania przy próbach numerycznej symulacji przebiegu danego zjawiska. W związku z tym w prowadzonych od lat, w Zakładzie Tapań i Mechaniki Górotworu GIG, badaniach nad symulacją zjawisk niszczenia górotworu otaczającego wyrobiska górnicze odrębnie są traktowane procesy zachodzące w stropie, ociosach i spągu (spodku) wyrobiska. Pozwala to na ograniczenie objętości programów i łatwą ich adaptację do specjalnych celów, a także na uwzględnienie w programach specyfiki procesów zachodzących przy danym typie naruszenia struktury skał. Do odwzorowania warunków równowagi skał stropowych, ociosowych oraz spągowych, zostały opracowane trzy programy, a mianowicie CHODNIK, TAPANIA 1 oraz FLOBURST.

3.1. Wpływ wstrząsu sejsmicznego na warstwy stropowe (program CHODNIK)

Program CHODNIK odwzorowuje pionowy przekrój poprzeczny przez chodnik o kształcie prostokątnym – poprowadzony w pokładzie węgla i mający nad sobą skały stropowe o znanym profilu wytrzymałościowym. Składa się on z trzech głównych części, z których pierwsza realizuje cykl obliczeń dla samego wyrobiska korytarzowego, druga – dla skrzyżowania dwóch identycznych wyrobisk korytarzowych (przez poszerzenie wyrobiska do wymiaru przekątnej skrzyżowania), trzecia natomiast konstruuje mapę skrzyżowania i przyległych do niego odcinków dwóch krzyżujących się wyrobisk, z oznaczeniem wynikowego rozmieszczenia kotwi o różnych długościach (w chodnikach – krótsze, na skrzyżowaniu – dłuższe), blach okładzinowych (stropnic), a także nachylenia kotwi (nachylone – przy brzegach wyrobisk, pionowe – wszystkie pozostałe). Do symulacji opisanych w niniejszym artykule wykorzystywano tylko pierwszą część programu dotyczącą samego wyrobiska korytarzowego, cały jednak program przystosowano pod kątem uwzględniania zarówno naprężeń statycznych, jak i dynamicznych – wynikających ze wstrząsu sejsmicznego o zadanej magnitudzie i odległości hipocentralnej.

W celu uruchomienia programu niezbędne jest wprowadzenie danych wejściowych, którymi są:

- głębokość położenia wyrobiska od powierzchni terenu, m;
- szerokość wyrobiska, m (przyjęto stałą 6,0 m);
- wysokość wyrobiska, m (przyjęto stałą 2,6 m);
- grubość pokładu węglowego i jego położenie wobec wyrobiska, m;
- główny typ litologiczny skały w stropie;
- numer profilu wytrzymałościowego stropu – do wczytania;
- wskaźnik spękań skał stropowych RQD , %;

- planowany okres czasu utrzymywania wyrobiska, lata;
- wytrzymałość węgla na jednoosiowe ściskanie, MPa;
- odległość hipocentralna spodziewanego wstrząsu sejsmicznego, m;
- magnituda spodziewanego wstrząsu;
- odległość do najbliższej krawędzi eksploatacyjnej lub zrobów, m.

Po uruchomieniu program najpierw określa zasięg spękania węgla w ociosach wyrobiska (w siatce punktów $0,1 \times 0,1$ m) i niezbędną liczbę oraz długość kotwi ociosowych. W obliczeniach założono płaski stan odkształcenia górotworu oraz trójosiowy stan naprężeń. Następnie program wczytuje do pamięci, według podanego numeru, cały profil penetrometryczny (wytrzymałościowy) skał stropowych (o długości 5–7 m), wykorzystując go do sekwencyjnego (od pułapu wyrobiska do końca profilu) obliczenia stateczności płyty skał stropowych, pogrubianej krokiem 0,05 m. W wyniku tego program określa i rysuje na ekranie pionowy zasięg spodziewanego odspojenia stropu, na podstawie którego określa wymaganą długość i odstęp kotwi stropowych. Posługuje się przy tym metodą sekwencyjnego odspojenia bliską rzeczywistemu procesowi pęknięcia i odpajania się warstwowanych skał stropowych od wyżej położonej calizny skalnej – pod wpływem sił grawitacji oraz naprężeń dynamicznych wywołanych wstrząsem sejsmicznym.

W czasie powyższych obliczeń, w każdym punkcie stropu (siatka $0,05 \times 0,2$ m) następuje obliczanie i wzajemne sumowanie statycznej i dynamicznej składowej efektywnego naprężenia zredukowanego w skałach, przez co dla stałej głębokości (przyjęto 600 m) łatwo można ocenić wpływ oddziaływania dynamicznego wstrząsów. Przy obliczaniu długości kotwi przyjęto zasadę przewyższenia 0,3 m ponad granicę zasięgu odspojenia skał stropowych oraz określenie zagęszczenia kotwi stropowych według kryterium podtrzymania masy odspojonego stropu przez nominalną nośność kotwi. Obliczenie wartości naprężenia dynamicznego w każdym punkcie górotworu stropowego realizowane jest w programie CHODNIK przez wykorzystanie równania skalowanej odległości ze współczynnikami dla górotworu karbońskiego – do obliczenia najpierw wartości *PPV* w każdym punkcie stropu nad wyrobiskiem, następnie zaś przyjęcie średniej wartości modułu sprężystości skał formacji karbońskiej oraz przyjęcie typowego dla analizowanych warunków czasu trwania drgań i obliczenie okresu drgań, z tego zaś – naprężenia dynamicznego.

3.2. Tąpanięcie ociosów z uszkodzeniem spągu wyrobiska (program TĄPANIA 1)

Program TĄPANIA 1 służy do wieloetapowej oceny możliwości tąpanięcia ociosów oraz spągu w wyrobisku korytarzowym o przekroju łukowym lub prostokątnym oraz do określenia środków niezbędnych do zabezpieczenia wyrobiska (przez zastosowanie długich kotwi ociosowych, odpowiedniego zagęszczenia łuków, zastosowania powiązanych z łukami spągnic prostych oraz jednego lub dwóch rzędów stalowych stojaków ciernych w osi podłużnej wyrobiska). Program działa początkowo w konwencji płaskiego stanu odkształcenia i trójosiowego stanu naprężenia tarczy sprężysto-kruczej z otworem w kształcie przekroju wyrobiska, następuje zaś (dotyczącej spągu) – w konwencji elementów brzegowych z wykorzystaniem funkcji reakcji

pionowej częściowo spękanego pokładu węglowego – na poziomie spągu wyrobiska. Wprowadzane dane wejściowe obejmują – oprócz danych identyfikacyjnych obiektu – następujące wielkości konieczne do obliczeń:

- głębokość położenia wyrobiska od powierzchni, m;
- wytrzymałość na ściskanie jednoosiowe węgla, MPa;
- wytrzymałość na ściskanie jednoosiowe skał spągowych, MPa;
- okres dynamicznego rozpadu węgla (charakteryzujący skłonność węgla do tapania), s;
- odległość do najbliższej krawędzi eksploatacyjnej, frontu eksploatacji lub zrobów, m;
- kształt i wielkość przekroju wyrobiska, m;
- usytuowanie pokładu względem wyrobiska, m.

Po wprowadzeniu powyższych wielkości program analizuje najpierw zasięg spękania ociosów, po czym oznacza również zasięg uszkodzenia skał spągowych pod badanym wyrobiskiem. Następnie pojawia się pytanie „czy spodziewany jest wstrząs sejsmiczny?”, a jeśli odpowiedź jest twierdząca, to należy wprowadzić dodatkowe dane, a mianowicie:

- moduł sprężystości węgla, MPa;
- odległość hipocentralną ogniska spodziewanego wstrząsu, m;
- energię sejsmiczną spodziewanego wstrząsu, (w formacie $1E + 5$), J;
- istniejącą obudowę wyrobiska (masę jednostkową i zagęszczenie odrzwi obudowy).

W wyniku kolejnego etapu obliczeń program dodaje punktowo naprężenia dynamiczne do statycznych i zaznacza na ekranie powiększenie się strefy spękań ociosów po wstrząsie. W następstwie użycia wskaźnika skłonności węgla do tapania pojawia się również na ekranie komunikat o stopniu zagrożenia tąpnięciem ociosowym i jeśli ono występuje, jest obliczana energia wyrzutu masy węgla z ociosów i projektowana odpowiednia kotwiona obudowa zaporowa, zabezpieczająca przed wyrzuceniem węgla z ociosów do wnętrza wyrobiska.

Z kolei, analizowany jest i ilustrowany na ekranie stan zagrożenia wypiętrzeniem spągu i w zależności od nasilenia tego zagrożenia jest określany sposób zabezpieczenia (spągnice, rozpory pionowe itp.).

Program TAPANIA 1 dotyczy warunków występujących na dużych głębokościach, słabej i średniej wytrzymałości skał spągowych oraz dużej skłonności węgla do tapania z równoczesnym zagrożeniem wstrząsami sejsmicznymi górotworu – co jest charakterystyczne dla pokładów grupy 500 Górnośląskiego Zagłębia Węglowego.

3.3. Udar masy tąpnięcia spągowego i sposoby zabezpieczenia wyrobiska (program FLOBURST)

Program FLOBURST generuje trójosiowy rozkład naprężeń w tarczy sprężysto-kruczej obejmującej wycinek (o wymiarach $10 \times 6 \times 1$ m) warstw spągowych wyrobiska korytarzowego – pod działaniem pionowych sił reakcji pokładu węglowego w bezpośrednim sąsiedztwie tego wyrobiska – usytuowanego centralnie na górnej granicy modelowanego obszaru górotworu. Ponieważ w bezpośrednim spągu wyrobiska (na powierzchni spodka) naprężenia pionowe przybierają wartości zerowe -

w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska na ich przyrost spowodowany przeniesieniem ciężaru skał zalegających nad wyrobiskiem ma wpływ sztywność ociosów.

Wygenerowana przez program funkcja koncentracji naprężeń pionowych w ociosach wyrobiska – obejmująca ich przyrost (wgląb ociosu) w strefie spękań pokładu otaczającej wyrobisko, a następnie stopniowe zmniejszenie do wartości naprężenia grawitacyjnego – stanowi funkcję zewnętrznego obciążenia dla analizowanego prostokątnego wycinka tarczy spągowej. Program realizuje trzy warianty tej funkcji w zależności od tego czy modelowane wyrobisko chodnikowe – na długości badanego przekroju – znajduje się przed frontem ściany, na równi z nią lub w obszarze za frontem ścianowym.

Niejednorodność badanego obszaru skał spągowych program uwzględnia przez wpisanie do danych wejściowych grubości i rodzaju skał warstwy zalegającej w spągu (np. 2,4 m węgla), a następnie rodzaju skał leżących bezpośrednio pod tą warstwą (np. iłowiec), wreszcie przyjęcie różnych parametrów materiałowych w obliczeniach w zależności od rodzaju skały.

W banku danych, z którego program korzysta, znajdują się parametry mechaniczne czterech podstawowych skał karbońskich (węgla, ilowca, mułowca, piaskowca), używane następnie do obliczania naprężeń w poszczególnych punktach badanego wycinka spągu. Wielkość tych naprężeń jestznaczona na ekranie według skali kolorów, zaś są one obliczane metodą elementów brzegowych, przy wykorzystaniu funkcji Flamanta, z uwzględnieniem superpozycji naprężenia statycznego i dynamicznego w każdym punkcie modelu.

Składowa dynamiczna naprężenia (pionowego) jest obliczana z wprowadzonych do programu wartości spodziewanej energii sejsmicznej i odległości hipocentralnej zakładanego wstrząsu górotworu. Z wykorzystaniem kryterium maksymalnych naprężeń ścinających program oblicza następnie zasięg zniszczonego obszaru spągu i oznacza go na ekranie białymi kropkami na barwnym tle określającym wielkości naprężenia.

Z kolei, korzystając z empirycznego kryterium występowania tępowań w GZW (metoda tzw. trójkąta bezpieczeństwa – opracowana na podstawie wieloletniej statystyki występowania tępowań), program ustala czy w danych warunkach jest prawdopodobne wystąpienie tępnięcia spągowego i jeśli odpowiedź jest pozytywna – stosuje kryterium wyboru technologii zabezpieczenia wyrobiska, wybierając spośród metod rozporowych (wzmocnienie obudowy elementami rozporowymi między stropem a spągiem) lub perforacyjno-odprężeniowych (wg teorii perforacji Babcocka). Dobór parametrów rozwiązań rozporowych odbywa się według spodziewanego obszaru zniszczenia warstw spągowych i energii kinetycznej spodziewanego dynamicznego przemieszczenia się spągowych mas skalnych do wyrobiska.

Należy dodać, że za pomocą omawianego programu wykonano w GIG symulację *post factum* ponad sześćdziesięciu tępowań spągowych, zaistniałych w kopalniach GZW, śledząc jak ewolucja symulowanej strefy zniszczenia w spągu (zaznaczonej – jak wyżej wspomniano – białymi kropkami) prowadzi do momentu wystąpienia tępnięcia. Można było w ten sposób zidentyfikować następujące etapy narastania zagrożenia tępnięciem spągowym:

- brak strefy zniszczenia skał spągowych,
- dwie małe, oddzielne strefy zniszczenia pod ociosami, o kształcie trójkątów zwróconych wierzchołkami ku osi podłużnej (środkowi) wyrobiska,
- narastanie wielkości wymienionych trójkątnych obszarów zniszczenia aż do ich połączenia się wierzchołkami skierowanymi ku środkowi,
- narastanie strefy zniszczenia w głąb górotworu spągowego (strefa ma kształt zbliżony do poziomej „ósemki”).

Prowadząc etapami identyfikację parametryczną poszczególnych rozpatrywanych przypadków tąpnięć spągowych w zestawieniu z obrazem symulacyjnym, można było dojść do wniosku, że moment wystąpienia tąpnięcia odpowiada grubości „szyjki” wspomnianej ósemki wynoszącej około 1,0 metra. Obserwacja ta pozwala na dokładną interpretację fizyczną tąpnięcia spągowego jako dynamicznego wypchnięcia przypowierzchniowej partii spągu wyrobiska przez zwiększające swoją objętość masy zniszczonych skał pod środkową częścią wyrobiska.

4. SPECYFIKA SPODZIEWANEGO ZAGROŻENIA DYNAMICZNEGO WYROBISK PRZY EKSPLOATACJI POKŁADÓW GRUPY SIODŁOWEJ

Doświadczenia uzyskane w wielu czynnych kopalniach węgla w GZW (lub zlikwidowanych, w których była przez wiele lat prowadzona eksploatacja pokładów grupy siodłowej) wykazały, że należy mieć na względzie następujące przesłanki zagrożenia dynamicznego:

- węgiel pokładów grupy siodłowej charakteryzuje się na ogół wysoką skłonnością do tapani, co wyraża się dużymi wartościami wskaźników zarówno wyzwolonej energii dynamicznego rozpadu, jak i prędkości tego rozpadu,
- w warstwach stropowych pokładów węglowych grupy 500 większy jest udział gruboławicowych, wysokowytrzymałych piaskowców – aniżeli w innych grupach stratygraficznych, w których w GZW występują pokłady węglowe,
- gruboławicowe piaskowce stropowe są źródłem wstrząsów sejsmicznych górotworu, przy czym energia sejsmiczna wstrząsów wzrasta w miarę oddalania się lokalizacji ogniska w kierunku zrobów – co jest tłumaczone większym stopniem swobody grubszych ławic skał stropowych,
- silne wstrząsy górotworu oraz ewentualnie tapania mają niewątpliwie niekorzystny wpływ na stateczność pobliskich wyrobisk zarówno przygotowawczych, jak i eksploatacyjnych, mogą powodować w nich obwały skał otaczających wyrobisko oraz uszkodzenia obudowy zarówno podporowej, jak i kotwiowej,
- obudowa kotwiowa stosowana w warunkach zagrożenia wstrząsami sejsmicznymi i tapaniami musi spełniać wymogi dynamicznej odporności kotwi oraz osprzętu (siatki, blachy okładzinowe), zaś w projektowaniu systemów obudowy kotwiowej powinno się uwzględniać warunki obciążenia dynamicznego.

W celu dokładniejszego rozpoznania charakteru potencjalnych zagrożeń, wynikających ze spodziewanej wzmożonej dynamiki górotworu, należy przeprowadzić badania symula-

cyjne (zarówno numeryczne, jak i kopalniane), a szczególnie polegające na wywoływaniu wstrząsów sejsmicznych odpalaniem odpowiednio skonstruowanych i rozmieszczonych ładunków materiału wybuchowego, a następnie odpowiednio zmodyfikować materiały i schematy kotwienia – dla uniknięcia potencjalnych skutków tych zagrożeń.

5. PRZYKŁADOWE SYMULACJE ZMNIEJSZANIA STATECZNOŚCI STROPU WSKUTEK WSTRZĄSU SEJSMICZNEGO

Jak wspomniano, do symulacji zachowania się stropu wyrobisk korytarzowych w czasie wstrząsów sejsmicznych górotworu zastosowano zmodyfikowany program CHODNIK – omówiony krótko w punkcie 3.1. Za pomocą tego programu wykonano ogółem 108 kompletnych cykli obliczeniowych, wprowadzając następujące stałe dane do wszystkich obliczeń:

- profil wytrzymałościowy skał stropowych z kopalni „Jankowice”, pokład 411/1, otwór T-133/2000, z pochylni Z-2 (nr katalogowy 78),
- głębokość – 600 m,
- przekrój wyrobiska – prostokątny $6,0 \times 2,6$ m,
- RQD skał stropowych 66%,
- zamierzony czas utrzymywania wyrobiska – 3 lata,
- wytrzymałość na ściskanie węgla w pokładzie – 22 MPa,
- brak tektonicznych naprężeń poziomych,
- najbliższy koncentrator (krawędź, zroby, front) w odległości 25 m,

Jako czynniki zmienne wprowadzono:

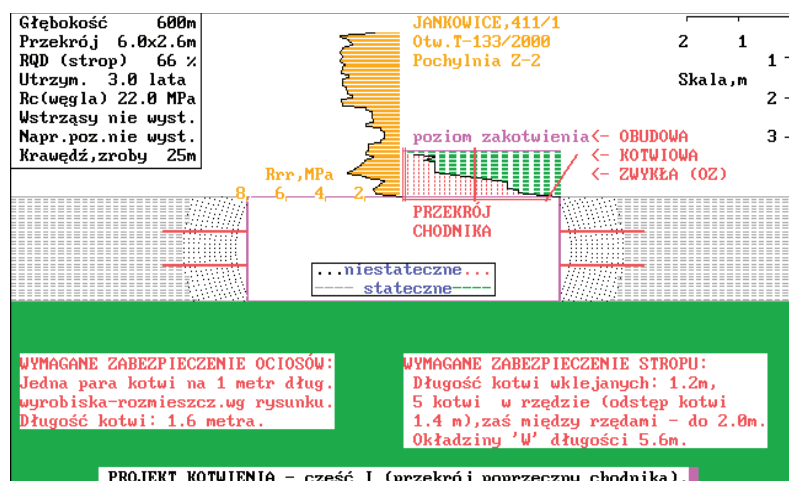
- magnitudę spodziewanego wstrząsu sejsmicznego od 0 do 3,4 (18 wartości),
- odległość hipocentralną ogniska wstrząsu: 50, 70, 100, 200, 300 oraz 400 m (6 wartości).

W wyniku obliczeń uzyskano: wymaganą długość kotwi stropowych oraz ich zagęszczenie (jako odwrotność iloczynu odstepu kotwi w rzędzie i odstepu między rzędami). Wybrane przykłady symulacji pokazano na rysunkach 1–4. Na rysunku 1 podano przykład bez wstrząsu, na rysunku 2 – przykład wpływu słabego wstrząsu ($M = 1,0$) działającego z dalekiej odległości (300 m), na rysunku 3 – przykład działania wstrząsu o średniej magnitudzie ($M = 2,0$) o odległości hipocentralnej wynoszącej 150 m, natomiast na rysunku 4 – wstrząsu o magnitudzie $M = 3,3$ i odległości oddziaływania 50 m.

Z rysunków wynika, że zmniejszanie się odległości źródła sejsmicznego od wyrobiska skutkuje wyraźnym wzrostem pionowego zasięgu strefy odspojenia stropu. Na kolejnych rysunkach wymagane długości kotwi stropowych oraz ich zalecane zagęszczenie są następujące:

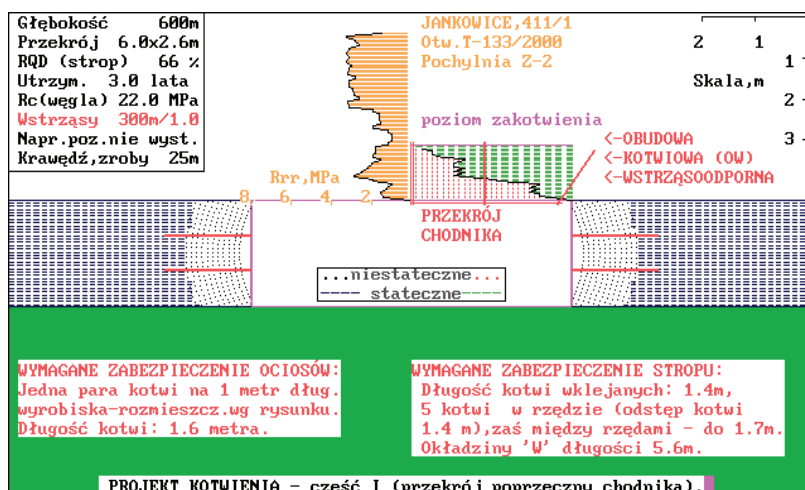
- rys. 1 – długość kotwi 1,2 m, zagęszczenie $0,357 \text{ k/m}^2$,
- rys. 2 – długość kotwi 1,4 m, zagęszczenie $0,420 \text{ k/m}^2$,
- rys. 3 – długość kotwi 1,8 m, zagęszczenie $0,606 \text{ k/m}^2$,
- rys. 4 – długość kotwi 2,3 m, zagęszczenie $0,793 \text{ k/m}^2$.

Analizując powyższe wyniki należy mieć na uwadze, że odnoszą się one do konkretnego profilu wytrzymałościowego stropu i dla innych profili dane te będą odmienne. Można jednak przyjąć, że tendencja wykazana powyżej zostanie zachowana, natomiast może ulec zmianie jej nasilenie. Można na przykład przypuszczać, że w przypadku stropów mocnych i jednolitych wpływ wstrząsu będzie mniejszy, natomiast dla stropów silnie zróżnicowanych wytrzymałościowo w pionie – wpływ wstrząsów może okazać się silniejszy niż w podanych przykładach.



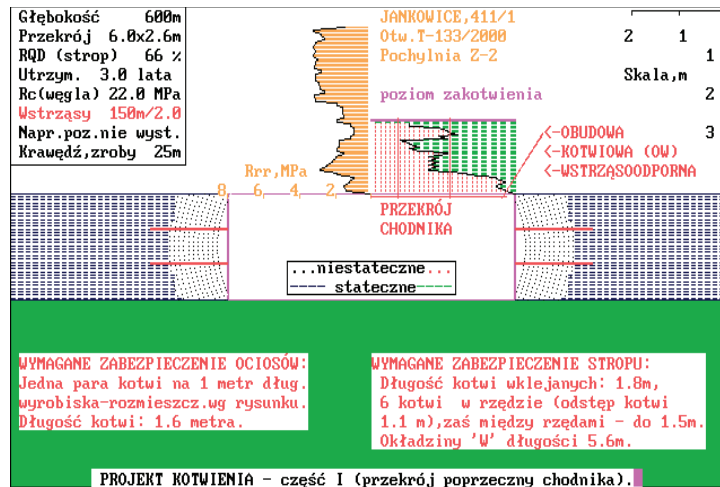
Rys. 1. Zasięg odspojenia skał stropowych przy braku dodatkowych naprężeń dynamicznych (braku wstrząsów sejsmicznych górotworu)

Fig. 1. Range of roof strata failed with no seismic activity (lack of seismic rock movements)



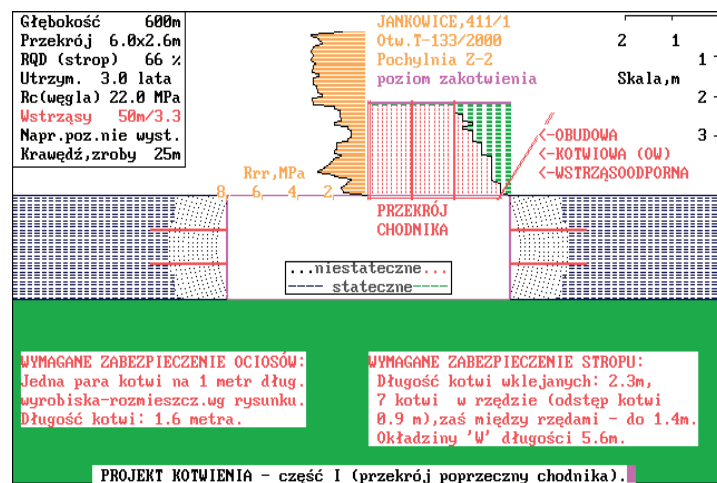
Rys. 2. Zasięg odspojenia skał stropowych przy małym i odległym wstrząsie górotworu ($M = 1.0$, odległość 300 m)

Fig. 2. Range of roof strata failed with weak and distant seismic event ($M = 1.0$, distance 300 m)



Rys. 3. Zasięg odspojenia skal stropowych przy średnim i nieodległym wstrząsie górotworu ($M = 2,0$, odległość 150 m)

Fig. 3. Range of roof strata failed with medium intensity seismic event ($M = 2.0$, distance 150 m)

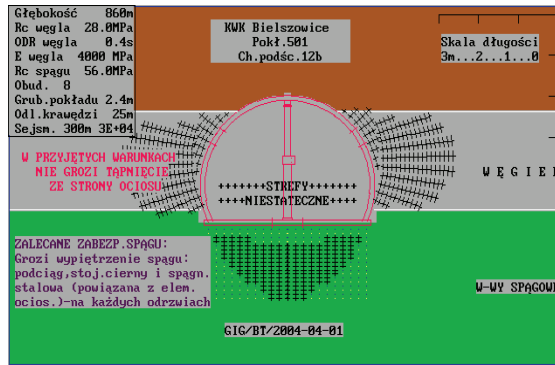


Rys. 4. Zasięg odspojenia skal stropowych przy dużym i bliskim wstrząsie górotworu ($M = 3,3$, odległość 50 m)

Fig. 4. Range of roof strata failed with strong and close seismic event ($M = 3.3$, distance 50 m)

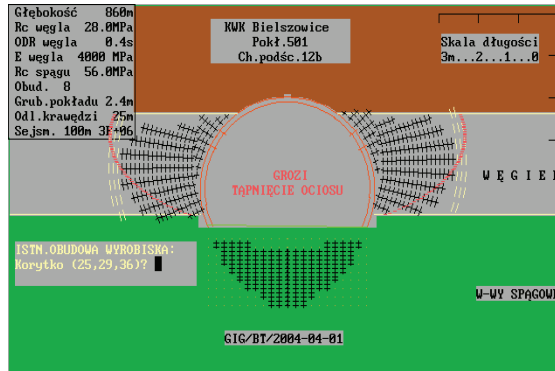
6. PRZYKŁADOWE SYMULACJE TĄPNIĘĆ OCIOSOWYCH

Do oceny wpływu energii i odległości źródła wstrząsu od wyrobiska na stan jego zagrożenia tąpnięciem ociosowym, z ewentualnym naruszeniem spągu – zastosowano oryginalną wersję programu TĄPANIA 1 opracowanego w GIG. Wykonano kilkanaście cykli obliczeń; przykładowe wyniki symulacji pokazano na rysunkach 5–7.



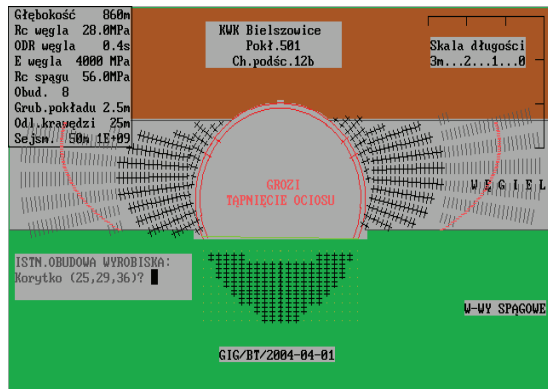
Rys. 5. Stan zagrożenia tąpnięciem ociosowym przy małym i odległym wstrząsie górotworu ($E_s = 3E + 4$, odległość 300 m)

Fig. 5. Rib bumping risk with weak and distant seismic event ($E_s = 3E + 4$, distance 300 m)



Rys. 6. Stan zagrożenia tąpnięciem ociosowym przy silnym i bliskim wstrząsie sejsmicznym górotworu ($E_s = 3E + 6$, odległość 100 m)

Fig. 6. Rib bumping risk with strong and close seismic event ($E_s = 3E + 6$, distance 100 m)



Rys. 7. Stan zagrożenia tąpnięciem ociosowym przy bardzo silnym i bliskim wstrząsie sejsmicznym górotworu ($E_s = 1E + 9$, odległość 50 m)

Fig. 7. Rib bumping risk with very strong and close seismic event ($E_s = 1E + 9$, distance 50 m)

Na rysunku 5 pokazano wynik pełnego cyklu obliczeń z wykorzystaniem programu, dla przykładowego wyrobiska z kopalni „Bielszowice”, gdzie zasymulowano słaby wstrząs górotworu (o energii sejsmicznej $3 \cdot 10^4$ J oraz odległość ogniska wstrząsu od wyrobiska wynoszącą 300 m).

Z rysunku wynika, że odpowiedź programu o zagrożeniu jest negatywna, pomimo istnienia szerokiej strefy spękań w ociosach wyrobiska oraz znacznego wpiętrzania spągu.

Można przypuszczać, że istotnym tego powodem jest mała skłonność węgla pokładu 501 do tapani wyrażona okresem jego dynamicznego rozpadu (ODR) wynoszącym 0,4 s (tablica danych wejściowych na rys. 5).

Analogiczny model wyrobiska, lecz po wprowadzeniu do niego wstrząsu o energii sejsmicznej $3 \cdot 10^6$ J z odległości 100 m, przedstawiono na rysunku 6. Obliczenia przerwano po wykonaniu dwóch etapów, przed wprowadzeniem danych o istniejącej obudowie wyrobiska (jednostkowej masy korytka oraz rozstawu odrzwi) – co miało umożliwić, w ostatnim etapie obliczeń, uzyskanie informacji o optymalnych dodatkowych zabezpieczeniach wyrobiska.

Z rysunku wynika, że na skutek wstrząsu nastąpiło w modelu nieznaczne zwiększenie zasięgu strefy spękań w pokładzie (przerywane linie) w wyniku czego została przekroczona równowaga graniczna całego układu i wyrobisku zagraża tąpnięcie ociosowe.

Na rysunku 7 pokazano identyczny jak poprzednio model z tym, że wskutek wprowadzenia do obliczeń bardzo dużego czynnika dynamicznego (wstrząs o energii sejsmicznej $1 \cdot 10^9$ J i odległości wyrobiska od ogniska wstrząsu wynoszącej 50 m) nastąpił w modelu bardzo duży przyrost wygenerowanej uprzednio statycznie strefy spękań w pokładzie o część spowodowaną wstrząsem, zaś linia graniczna strefy wyrzutu węgla do wyrobiska sięgała znacznie głębiej w calinę węglową niż poprzednio.

Przypadek ten należy uznać za skrajny (teoretyczny), ponieważ w praktyce górniczej, nigdy nie zdarza się, aby ognisko wstrząsu o tak ogromnej energii sejsmicznej znajdowało się około 50 m od najbliższego wyrobiska.

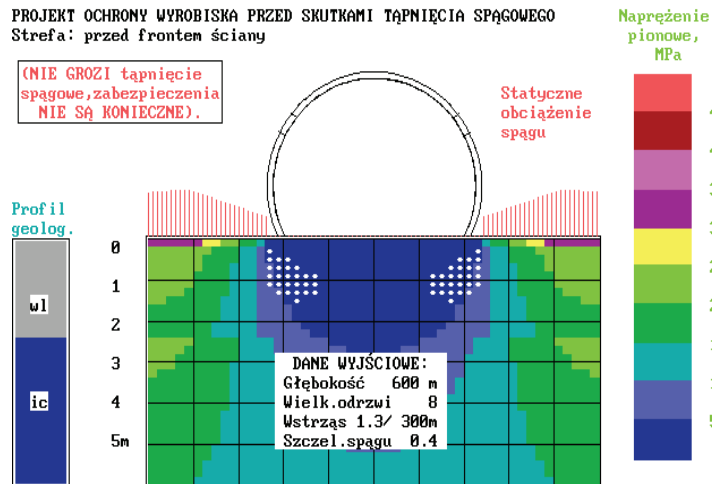
7. PRZYKŁADOWE SYMULACJE TĄPNIĘĆ SPĄGOWYCH

Przykłady tąpnięć spągowych wygenerowano przy zastosowaniu programu FLOBURST, opracowanego w GIG dla chodników przyścianowych i zilustrowano na przykładowych modelach (rys. 8–10).

Podobnie jak w poprzednich przykładach stopniowano zwiększono natężenie czynnika dynamicznego, aby uzyskać obraz wpływu wstrząsu sejsmicznego na powstanie zagrożenia tąpnięciem spągowym oraz jego nasilenie. Do kolejnych trzech modeli wprowadzono następujące parametry wstrząsu sejsmicznego:

- rys. 8 – magnituda 1,3 i odległość ogniska 300 m,
- rys. 9 – magnituda 1,8 i odległość ogniska 100 m,
- rys. 10 – magnituda 2,3 i odległość ogniska 50 m.

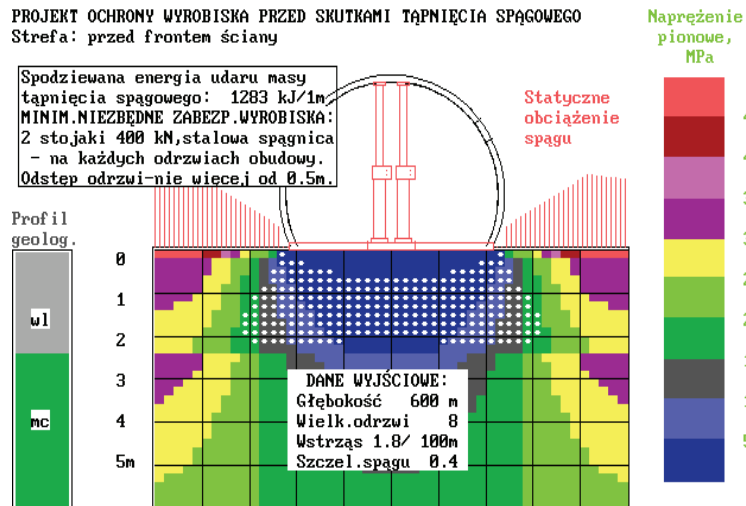
W modelu pierwszym (rys. 8) nie stwierdzono zagrożenia tąpnięciem spągowym, co zresztą wynikało z małych rozmiarów i rozdzielczego charakteru strefy uszkodzenia spągu (uwagi w rozdziale 3.3).



Rys. 8. Stan zagrożenia tąpnięciem spągowym przy małym i odległym wstrząsie sejsmicznym górotworu ($M = 1,3$, odległość 300 m)

Fig. 8. Floor bumping risk with weak and distant seismic event ($M = 1,3$, distance 300 m)

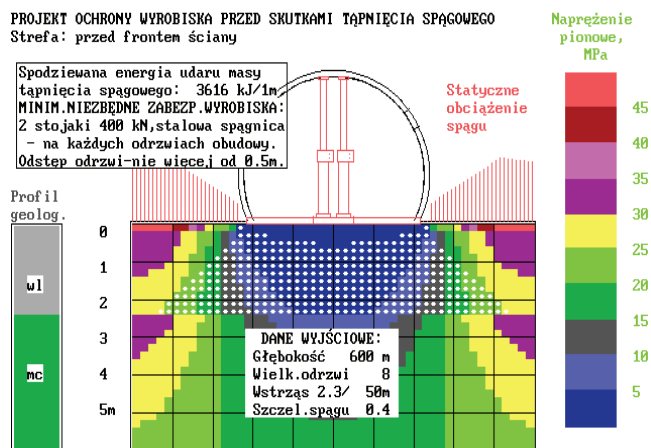
W modelu drugim (rys. 9) wystąpiło zagrożenie udarem spągu, lecz energia jego była umiarkowana (1283 kJ/metr długości wyrobiska).



Rys. 9. Stan zagrożenia tąpnięciem spągowym przy średnim i bliskim wstrząsie sejsmicznym górotworu ($M = 1,8$, odległość 100 m)

Fig. 9. Floor bumping risk with medium magnitude close seismic event ($M = 1,8$, distance 100 m)

Natomiast w modelu trzecim (rys. 10) energia uderu masy skał spagowych wyrzuconych do wnętrza wyrobiska mogła wynosić nawet 3616 kJ/metr długości wyrobiska.



Rys. 10. Stan zagrożenia tąpnięciem spagowym przy dużym i bardzo bliskim wstrząsie sejsmicznym górotworu ($M = 2,3$, odległość 50 m)

Fig. 10. Floor bumping risk with strong and very close seismic event ($M = 2,3$, distance 50 m)

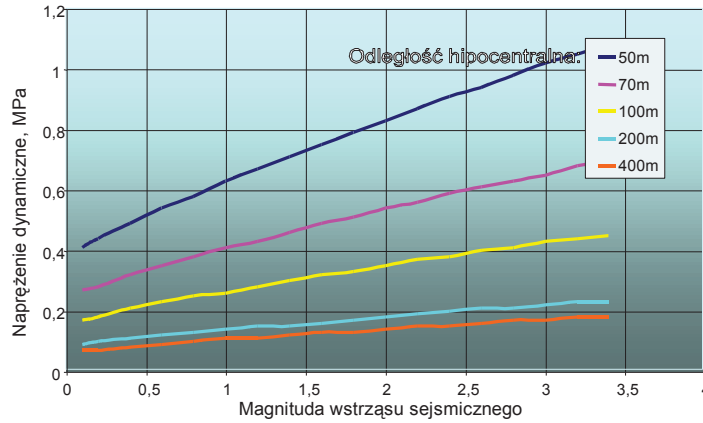
We wszystkich przypadkach modelowania zagrożenia wystąpieniem tąpnięcia spagowego w danych wejściowych przewidziano zaleganie grubej warstwy węgla w spagu wyrobiska – jest to bowiem najbardziej prawdopodobna (o ile nie jedyna) sytuacja kiedy to zagrożenie występuje. Jeśli bowiem do programu FLOBURST wprowadzi się dane obejmujące inne skały w spodku wyrobiska (na przykład iłowiec), to trzeba równocześnie wprowadzić właściwą im wytrzymałość na ściskanie i okres dynamicznego rozpadu – co spowoduje, że jeśli nawet powstanie w spagu strefa zniszczenia skał ciśnieniem statycznym – to nie będzie ona skłonna do dynamicznego przemieszczenia się wskutek małej prędkości rozpadu iłowca.

8. ZALEŻNOŚCI PARAMETRÓW OBUDOWY KOTWIOWEJ OD DYNAMIKI SPODZIEWANYCH WSTRZĄSÓW GÓROTWORU

Wielokrotne wykonywanie obliczeń modeli z zastosowaniem programu CHODNIK przy różnych wartościach parametrów wejściowych pozwoliło na określenie zależności naprężeń dynamicznych powstających krótkoterminowo w skałach oraz wymaganej minimalnej długości kotwi stropowych i ich minimalnego zagęszczenia od dynamiki wstrząsu sejsmicznego, czyli magnitudy i odległości ogniska wstrząsu od wyrobiska. Zależności te przedstawiono na rysunkach 11–13.

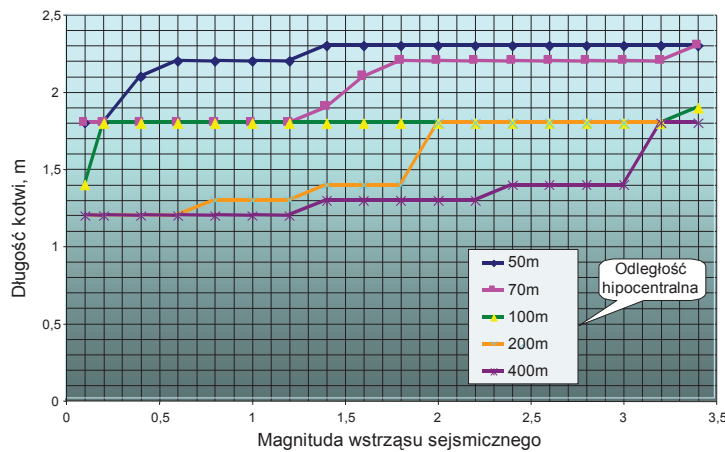
Z rysunku 11 wynika, że zależność ta ma charakter w przybliżeniu liniowy z tym, że linie reprezentujące różne odległości hipocentralne są ułożone pod różnymi kątami nachylenia do osi odciętych (magnitudy). Charakterystyczne jest także, że linie odnoszące się do odległości 200 m i dalszych są skupione blisko siebie w dolnej

części wykresu. Świadczy to o znikomym wpływie na wielkość chwilowych naprężeń dynamicznych w górotworze otaczającym wyrobisko wstrząsów, oddalonych od niego więcej niż około 200 m.



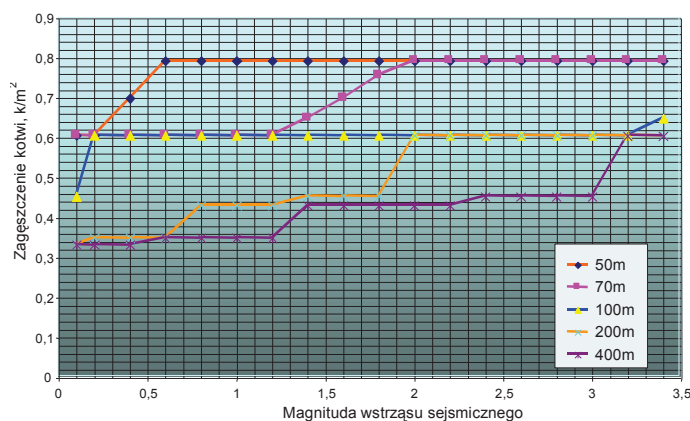
Rys. 11. Wpływ magnitudy wstrząsu na dodatkowe naprężenie dynamiczne w skalach stropowych
Fig. 11. Effect of magnitude of tremor on supplementary dynamic stress within roof strata

Na rysunku 12 pokazano, jak zmienia się minimalna wymagana długość kotwi stropowych w miarę tego jak zwiększa się magnituda występujących w niedalekim zasięgu wstrząsów górotworu. Skokowy charakter linii można wytłumaczyć warstwowym charakterem górotworu stropowego i skokowym wchodzeniem w strefę odspojenia kolejnych ku górze ławic skalnych. Można przypuszczać, że jest to w pewnej mierze charakterystyka zastosowanego do symulacji profilu penetrometrycznego stropu to znaczy, że przy innym profilu prawdopodobnie duże krzywizny linii przedstawionych na wykresie występowałyby w innych miejscach.



Rys. 12. Minimalna długość kotwi stropowych w zależności od magnitudy spodziewanych wstrząsów sejsmicznych
Fig. 12. Effect of magnitude of tremor expected on minimum required length of roof bolts

Na rysunku 13 podobnie jak na poprzednim pokazano minimalne wymagane zagęszczenie kotwi. Można zauważyć, że czynnik ten wydaje się w większym stopniu zależeć od odległości ogniska spodziewanego wstrząsu aniżeli od wielkości magnitudy wstrząsu.



Rys. 13. Minimalne zagęszczenie kotwi w zależności od magnitudy i odległości spodziewanych wstrząsów sejsmicznych

Fig. 13. Effect of magnitude and focal distance of tremor expected on spacing required of rock bolts

WNIOSKI

Z przeprowadzonych badań symulacyjnych można wyciągnąć następujące wnioski dotyczące programu dalszych badań nad opracowywaniem systemów obudowy kotwiowej dla kopalń węgla, w których są eksploatowane pokłady zagrożone wstrząsami i tąpnięciami, a szczególnie dla kopalni „Jankowice” rozpoczynającej wkrótce eksploatację pokładów siodłowych (grupy 500):

1. Badania symulacyjne dowiodły zarówno pod względem jakościowym, jak i częściowo ilościowym, że wstrząsy i tąpnięcia mają poważny wpływ na stateczność górotworu otaczającego wyrobiska górnicze i współpracującej z nim obudowy kotwiowej.
2. W celu szczegółowego wyjaśnienia tego wpływu i określenia wymaganych parametrów obudowy kotwiowej poddanej dynamicznemu oddziaływaniu wstrząsów sejsmicznych wskazane byłoby zaprojektowanie i zrealizowanie – na podstawie wyników symulacji – eksperymentów strzałowych wymuszających krytyczne wartości maksymalnej prędkości drgań warstw stropowych – przy próbnym zastosowaniu różnych elementów obudowy kotwiowej zaprojektowanych z uwzględnieniem przenoszenia obciążeń dynamicznych.
3. Istotna dla przygotowania kopalń do przeciwdziałania skutkom spodziewanego zagrożenia sejsmicznego jest odpowiednia rozbudowa sieci rejestracji sejsmicznej, ze szczególnym uwzględnieniem przestrzennego ukształtowania sieci z uwagi na potrzebę dokładnego określenia współrzędnej pionowej ognisk wstrząsów.

Literatura

1. Bulson P.S. (edit.) (1989): *Structures under shock and impact*. Elsevier.
2. Dubiński J. (1989): *Sejsmiczna metoda wyprzedzającej oceny zagrożenia wstrząsami górnictwymi w kopalniach węgla kamiennego*. Prace GIG, Seria dodatkowa.
3. Dubiński J., Konopko W. (2000): *Tapania – ocena, prognoza, zwalczanie*. Katowice, GIG.
4. Eneva M., Van Aswegen G., Mendecki A.J. (1998): *Volume of Ground Motion and Seismic Hazard*. Int.J.Rock Mech.Min.Sci. Vol. 35 No. 4/5.
5. Fredriksson A. (1999): *CLAB Stage II – Rock Mechanics Analysis of the Stability and Effect of Vibrations on the Existing Rock Cavern*. ISRM News Journ. Vol. 5, No. 3.
6. Froedge D.T. (1995): *Anomalies in blast vibration propagation*. Coal, August.
7. Grzebyk W., Kosior A., Pytel W. (2000): *Ocena wpływu wstrząsów sejsmicznych na stateczność wyrobisk górniczych na podstawie rzeczywistych wartości prędkości drgań ośrodka skalnego*. XXIII Zimowa Szkoła Mechaniki Górniczej, Kraków, AGH.
8. Hoek E., Kaiser P.K., Bawden W.F. (1995): *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. Rotterdam, A.A. Balkema.
9. Jaśkiewicz K., Lehmann J., Szczepanik Cz., Szpaczyński L. (1998): *Sposób zwiększenia skuteczności odprężania górotworu wraz z oceną strzelań przodkowych w kopalniach rud miedzi*. Rudy i Metale Nieżelazne nr 12.
10. Kidybiński A. (1995a): *Obudowa kotwiowa w warunkach wstrząsów i tapani górotworu*. Przegląd Górniczy nr 7–8.
11. Kidybiński A. (1995b): *Podstawy projektowania obudowy kotwiowej i doboru kotwi na obciążenia statyczno-dynamiczne*. Prace GIG, Seria: Konferencje nr 1.
12. Kidybiński A. (1997): *Simulation of Roof Strata Behaviour in Underground Mines and Designing of Rock-Bolting Systems*, 1st Intern. Symp. on Mine Simulation via the INTERNET, 2–13th December 1996, CD ROM. Rotterdam, A.A. Balkema.
13. Kidybiński A. (1998): *Modyfikacja sposobu oceny górotworu w kopalniach LGOM pod kątem optymalizacji zasad doboru obudowy*. II Konferencja Nauk.-Techn. „Obudowa kotwiowa...”. Cuprum nr 8.
14. Kidybiński A. (1999): *Kryteria uszkodzenia lub zniszczenia wyrobisk korytarzowych i komorowych wskutek wstrząsów*. Bezp. Pracy i Ochr. Środow. w Górnictwie nr 5.
15. Kidybiński A. i inni (1999): *Analiza profili endoskopowych górotworu stropowego z 3 kopalń KGHM Polska Miedź S.A. i ich klasyfikacja*. Dokumentacja nr komp. 51156639-140, XII/1999. Katowice, GIG (niepublikowana).
16. Kidybiński A., Dubiński J., Mutke G. (1999): *Sposób prowadzenia robót strzelniczych w głębokiej kopalni chroniący strop przyległych wyrobisk*. Zgłoszenie Patentowe nr 2/99 (1.03.1999 r.).
17. Korzeniowski W., Piechota St. (2000): *O możliwości oceny wpływu robót strzałowych i wstrząsów górotworu na obwały stropu w kopalniach LGOM*. Przegląd Górniczy nr 3.
18. Kuzmienko A.A., Vorobiev V.D., Denisyuk I.I., Dauetas A.A. (1993): *Seismic effects of blasting in rock*. Russ. Transl. Ser. 103. Rotterdam A.A. Balkema.
19. Mutke G. i inni (1999): *Pomiary prędkości drgań stropu (PPV) podczas prowadzenia robót strzałowych w ZG Lubin, ZG Polkowice-Sieroszowice i ZG Rudna*. Dokumentacja nr komp. 41146039. Katowice, GIG (niepublikowana).
20. Nierobisz A. (1999): *Metody badań i wymagania jakościowe dla kotwi przeznaczonych do stosowania w kopalniach węgla i rud metali zagrożonych wstrząsami oraz tapaniami*. Dokumentacja pracy statutowej nr 13202009-140. Katowice, GIG (niepublikowana).
21. Onderka Z. (1986): *Określanie zasięgu spękania calizny skalnej przy strzelaniu*. Górnictwo R. 10, z. 1.

22. Pochciał Z., Siewierski S., Sztuk H. (1976): *Wpływ drgań stropu na pracę obudowy kotwiowej*. Rudy Metale nr 7.
23. Roy P.P. (1998): *Characteristics of ground vibrations and structural response to surface and underground blasting*. Geotechn. and Geolog. Engng. Vol. 16 No. 2.
24. Scoble M.J., Lizotte Y.C., Paventi M., Mohanty B.B. (1997): *Measurement of blast damage*. Mining Engineering, June.
25. Siewierski S. (1975): *Wpływ robót strzelniczych na obciążenie filarów w systemie filarowo-komorowym z zawałem stropu*. Rudy Metale nr 6.
26. Siewierski S. (1978): *Identyfikacja współpracy kotwi rozprężnych z górotworem w warunkach obciążeń statycznych i dynamicznych*. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 29, Monografie 12.
27. Siewierski S. (1980): *Wpływ obciążenia udarowego na pracę kotwi*. Przegląd Górniczy nr 2.
28. Singh P.K., Vogt W. (1998): *Effect of Total Explosive fired in a Blasting Round on Blasting Vibrations*. Coal International, January.
29. Strygin B.I., Petrosjanc E.W. (1966): *Nagruzki na metaliczeskije kriepieżnyje sztangi w riezultatie wzywnych rabot*. Gornyj Żurnał nr 9.
30. Villaescusa E. i inni (edit.) (1999): *Rock Support and Reinforcement Practice in Mining*. Rotterdam, A.A. Balkema.
31. Xu H., Rodger A.A., Holland D.C., Littlejohn G.S. (1995): *Static service behaviour of rock bolts subjected to blast loadings in tunnelling, Anchors in Theory and Practice*, R. Widmann (edit.). Rotterdam, A.A. Balkema.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Władysław Konopko