

*podziemna eksploatacja rud miedzi,
zagrożenie tąpnięciami,
aktywna profilaktyka tąpniowa*

Anna GOGOLEWSKA*

PROWOKOWANIE WSTRZĄSÓW W REJONIE ZABURZEŃ TEKTONICZNYCH W POLU EKSPLOATACYJNYM G-7/5 W KOPALNI RUD MIEDZI „RUDNA”

Wpłynęło 7 lipca 2010 r., zaakceptowano 15 lipca 2010 r.

Przedstawiono metody profilaktyki tąpniowej, warunki geologiczno-górniczne oraz zagrożenie sejsmiczne i zagrożenie tąpnięciami w polu eksploatacyjnym G-7/5 w kopalni rud miedzi „Rudna” w latach 2006–2009. Pole G-7/5 prowadzi eksploatację w sąsiedztwie strefy dużego uskoku. Ocenę skuteczności stosowania aktywnych metod zwalczania zagrożenia tąpnięciami w tym rejonie silnych zaburzeń tektonicznych przeprowadzono na podstawie ilości i energii wstrząsów spowodowanych robotami strzałowymi oraz ilości wstrząsów natychmiastowych i zwłocznych.

1. WSTĘP

Kopalnia Rudna jest jedną z trzech polskich podziemnych kopalń rud miedzi w Legnicko-Głogowskim Okręgu Miedziowym (LGOM), należących do KGHM PM S.A. Wszystkie trzy kopalnie prowadzą eksploatację w warunkach wysokiego zagrożenia tąpnięciami. Pierwsze tąpnięcie wystąpiło w oddziale G-12 w kopalni Polkowice 28 sierpnia 1972 roku, cztery lata po rozpoczęciu wybierania złoża, a pierwsze wypadki śmiertelne miały miejsce w 1974 roku w oddziale G-21 w tej kopalni. Od tego czasu wraz z rozwojem eksploatacji, wzrostem głębokości robót górniczych i powiększaniem się powierzchni zrobów zwiększa się zagrożenie sejsmiczne i zagrożenie tąpnięciami, co objawia się wzrostem ilości wstrząsów górotworu oraz wyzwolo-

* Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii Górnictwa i Geologii, Instytut Górnictwa, pl. Teatralny 2, 50-051 Wrocław.

nej energii a także występowaniem odprężeń i tąpnięć górotworu. Zgodnie z przepisami tąpnięcie jest to zjawisko dynamiczne spowodowane wstrząsem górotworu, w którego wyniku wyrobisko lub jego odcinek zostało uszkodzone lub zniszczone i straciło funkcjonalność lub bezpieczeństwo użytkowania. Wstrząs, odprężenie i tąpnięcie mają takie samo źródło i naturę natomiast różnią się pod względem skutków, jakie powodują w wyrobiskach górniczych.

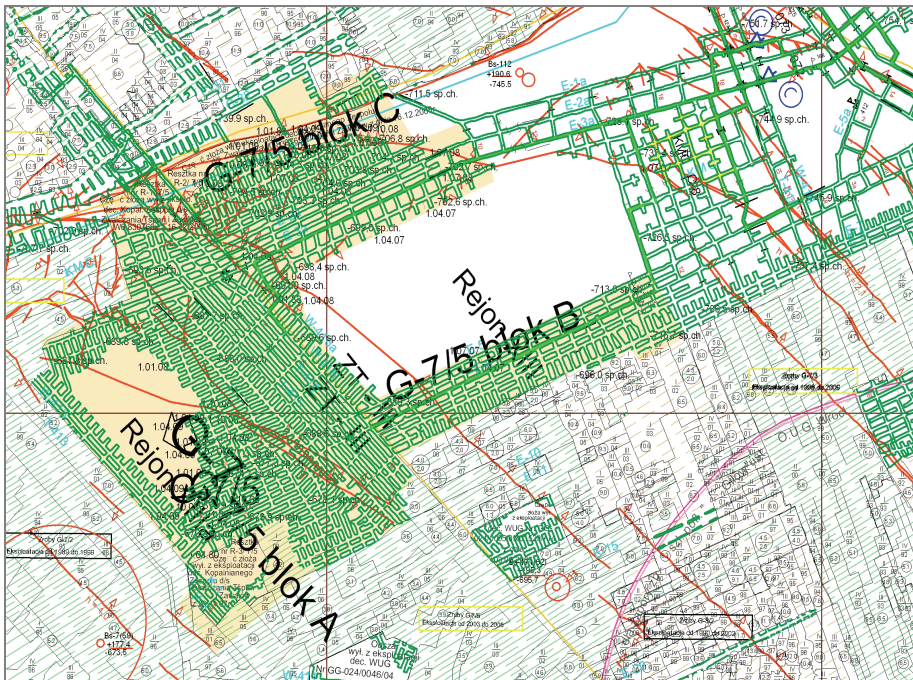
Wysoki poziom sejsmiczności górotworu w kopalni Rudna i w konsekwencji wysokie zagrożenie tapaniami są związane z budową geologiczną i własnościami geomechanicznymi skał układu strop–furta–spąg, stanem pierwotnych naprężeń w górotworze wynikających z dużej głębokości, z wtórnymi naprężeniami zależnymi od metody wybierania złoża oraz z geometrią pól eksploatacyjnych i pól zrobów. Do występowania silnych wstrząsów i ich skutków najczęściej dochodzi przy obecności w stropie grubych pakietów skał o wysokich parametrach wytrzymałościowych, przy uaktywnianiu się uskoków w wyniku prowadzenia eksploatacji w rejonach zaangażowanych tektonicznie oraz przy prowadzeniu eksploatacji w warunkach skrupowanych. Najczęstszą przyczyną wstrząsów, w których wyniku dochodzi do skutków w wyrobiskach jest załamywanie się sztywnych warstw stropowych na krawędzi rozcińki, krawędzi zrobów lub pęknięcia i przesunięcia się warstw stropowych na płaszczyźnie uskoków wskutek prowadzonych w ich rejonie robót górniczych. Eksploatowane złoża w kopalni Rudna charakteryzuje się bardzo zróżnicowanymi warunkami tektonicznymi. Warstwy złożowe posiadają rozciągłość NW–SE, zgodnie z przebiegiem granicy monokliny z blokiem przedsudeckim i zapadają ku NE pod kątem 1 do 6°. Uskoki często występują w postaci wiązek uskoków równoległych lub prawie równoległych (uskoki kulisowe) o zrzutach dochodzących do kilku metrów. Szerokość stref uskokowych zawiera się w przedziale 300 do 1000 m. Głównymi strefami uskokowymi są: strefa uskoku Biedrzykowa występująca w południowo-wschodniej części obszaru o kierunku zbliżonym do WE z odchyleniem SSW–NNE o wielkości zrzutu od kilkunastu do kilkudziesięciu metrów w kierunku E, zrzuty tej strefy uskokowej wynoszą od kilku do 130 m, struktura Paulinowa o przebiegu równoleżnikowym w zachodniej części kopalni złożona z kulisowych uskoków o długości kilkuset metrów oraz zrzutach od kilku do kilkunastu metrów i strefa uskoków Rudnej Głównej stwierdzona w południowej części obszaru górniczego o kierunku NW–SE, na którą składają się wiązki uskoków tworzących zręby, rowy, schody tektoniczne o amplitudach od kilku do 30 m.

Jednym z pól eksploatacyjnych o wysokiej aktywności sejsmicznej i wysokim zagrożeniu tapaniami w kopalni Rudna jest pole G-7/5, w którym eksploatacja prowadzona jest w strefie oddziaływania uskoku Biedrzykowa oraz w strefach oddziaływania dużych powierzchni zrobów. Zmiana warunków górniczych lub geologicznych widoczna jest w poziomie aktywności sejsmicznej i zależnym od niej zagrożeniu tapaniami.

Eksploatacja złoża rud miedzi w kopalni Rudna prowadzona jest w trzech rejonach wydobywczych: Rudna Główna, Rudna Zachodnia i Rudna Północna. Obszar kopalni

obejmuje trzy obszary górnicze: Rudna I, Rudna II i Głogów Głęboki Przemysłowy. Powierzchnia obszaru górniczego Rudna I wynosi 75,6 km², Rudna II, 2,2 km², a powierzchnia obszaru Głogów Głęboki-Przemysłowy, w którym prowadzone są aktualnie roboty udostępniające, wynosi 55,9 km².

Doświadczenia górnicze i badania naukowe pozwalają stosować odpowiednią profilaktykę tapaniową, która realizowana jest za pomocą metod oceny stanu górotworu oraz aktywnych, technologicznych i organizacyjno-technicznych metod zwalczania zagrożenia tapaniami. Jednym z najbardziej skutecznych sposobów ograniczenia zagrożenia tapaniami są grupowe roboty strzałowe wchodzące w skład aktywnej profilaktyki tapaniowej.



Rys. 1. Szkic wyrobisk górniczych w polu G-7/5 w O/ZG Rudna (31.12.2008)

(wg Działu Tapań w O/ZG Rudna, opracowanie własne)

Fig. 1. G-7/5 mining panel in Rudna mine (31.12.2008)

(after Department for Rockbursts in Rudna mine, author's version)

Celem opracowania jest przedstawienie zagrożenia sejsmicznego i zagrożenia tapaniami oraz określenie skuteczności grupowych robót strzałowych w prowokowaniu wstrząsów w polu eksploatacyjnym G-7/5 w kopalni Rudna w latach 2006–2009. Ocenę skuteczności prowokowania wstrząsów przeprowadzono w oparciu o udział wstrząsów spowodowanych w całkowitej ilości wstrząsów, udział energii spowodowanych wstrząsów w sumarycznej wyzwolonej energii sejsmicznej oraz ilość i energię

natychmiastowych i zwłocznych wstrząsów spowodowanych. Charakterystykę pola G-7/5 przeprowadzono na podstawie Projektu Technicznego Eksploatacji i jego kolejnych aktualizacji. Analizę zagrożenia sejsmicznego wykonano wykorzystując dane ze Stacji Geofizyki Górniczej w O/ZG Rudna.

2. CHARAKTERYSTYKA POLA G-7/5

Pole G-7/5 położone jest w południowo-wschodniej części obszaru górniczego Rudna I w rejonie XIII i XIIIa. Złoże w tych rejonach zostało zaliczone do III stopnia zagrożenia tąpnięciami. W rejonie XIII wytrzymałość na ściskanie skał złożowych i otaczających wynosi dla skał stropowych 107,3 MPa (klasa II), skał złożowych 72,3 MPa i skał spągowych 17 MPa (klasa I). W rejonie XIIIa wytrzymałość na ściskanie skał złożowych i otaczających wynosi dla skał stropowych 108,9 MPa (klasa II), skał złożowych 69 MPa i skał spągowych 27,3 MPa (klasa II). Głębokość eksploatacji zmienia się od 870 metrów do 885 metrów. Ze względów organizacyjnych obszar złoża został podzielony na następujące trzy bloki eksploatacyjne (rys. 1):

- blok A obejmuje partię złoża w części południowej pola od zrobów własnych do pochylni E-3 oraz od strefy upodatnionej przy zrobach pola G-7/2 do chodnika W-416,
- blok B obejmuje partię złoża w centralnej części pola od chodnika W-415 do wysokości przecinki 6/E-5 oraz od zrobów własnych do pochylni E-3a,
- blok C leży w zachodniej i północno-zachodniej części pola w bliskim sąsiedztwie uskoku Biedrzychowa o zrzucie około 42 m, między uskokiem a pochylnią E-3a, między zrobami G-7/4 na lewym skrzydle (od strony południowej) i przecinką E7/E-na prawym skrzydle. Blok usytuowany jest w skrzydle wyniesionym uskoku.

2.1. ZARYS BUDOWY GEOLOGICZNEJ ZŁOŻA

Złoże rud miedzi w polu G-7/5 (ograniczonym od NW chodnikiem E-3, strefą uskoku Biedrzychowa, od NE chodnikami T,W-418, od SE chodnikami E-7, E-8, zrobami pola G-7/3 i G-7/5, zaś od SW komorami K-16, K-17) ma formę stratoidalną i rozciągłość NW-SE. Miąższość złoża jest zmienna i waha się od 3,5 m w części SW rejonu poprzez 7,0 m do 13,0 m w części N rejonu (pomiędzy E-5 a strefą uskoku Biedrzychowa).

Na NE od chodników T,W-416 złoże występuje w obrębie strefy bezłupkowej związanej z Centralną Elewacją Rudnej Głównej. W obrębie tej strefy stwierdzono lokalne występowanie nieregularnych płatów piaskowca o spoiwie anhydrytowym o miąższości od 1,6 m do 8,0 m oraz od 0,2 m do 2,3 m. W pozostałej części pola, tj. na SW od chodnika T,W-416 złoże charakteryzuje się pełnym wykształceniem litolo-

gicznym. Najniższe ogniwo serii złożowej tworzą białe piaskowce kwarcowe czerwonego spągowca. Są to piaskowce kwarcowe, drobnoziarniste, barwy szarej o spoiwie ilastym i ilasto-węglanowym. Miąższość piaskowców złożowych waha się od 2,0 m do 12,0 m. Na piaskowcu zalegają czarne, kruche łupki ilasto-dolomityczne o miąższości od 0,2 m do 0,6 m, a w strefie bezłupkowej dolomit jasnoszary o miąższości 0,2 m. Na łupkach lokalnie zalega dolomit ilasty, barwy czarnej o przełomie muszlowym i średniej miąższości wynoszącej ok. 0,3 m. Powyżej występuje dolomit smugowany. Charakteryzuje się on ciemnoszarym zabarwieniem, jest skrytokrystaliczny o niewyraźnej i nieciągłej podzielności poziomej. Miąższość okruszcowanego dolomitu smugowanego wynosi od 0,0 do 1,4 m, a całkowita miąższość do 2,0 m. Najwyższe ogniwo serii złożowej stanowi szary lub szarobeżowy dolomit wapnisty, skrytokrystaliczny, zwięzły, wykazujący poziomą podzielność na płyty o miąższości od 0,1 do 0,8 m. Miąższość okruszcowanego dolomitu wapnistej waha się od 0,0 do 1,5 m.

Strop wyrobisk stanowią dolomity smugowane lub wapniste, skrytokrystaliczne, barwy od szarej do szaro-beżowej o wyraźnej podzielności poziomej na płyty o miąższości od 0,1 m do 0,8 m. Całkowita miąższość skał węglanowych waha się od 60 m do 70 m. W spągu wyrobisk znajdują się słabozwięzłe, jasnoszare piaskowce kwarcowe o spoiwie ilastym. Miąższość białych piaskowców w opisywanym rejonie waha się od 10,0 m do 20,7 m. Utwory te zalegają na grubym około 300 metrowym kompleksie czerwonych piaskowców czerwonego spągowca. Lokalnie występują nieregularne płyty piaskowca o spoiwie anhydrytowym o miąższości od 1,6 m do 8,0 m oraz od 0,2 m do 2,3 m.

Zarówno rozciągłość jak i upad złożeń w obrębie pola G-7/5 są stałe. Od chodnika T-415 złoże posiada rozciągłość NWW–SEE i zapada pod kątem 2–4° w kierunku NEE. W pobliżu strefy uskoku Biedrzykowa upad wzrasta do kilkunastu stopni.

Opisywany obszar ograniczony jest od NW strefą uskoku Biedrzykowa, którą tworzy system uskoku o przebiegu SW–NE i zrzutach od 15m do 40m na NW. W pozostałej części pola G-7/5 występują uskoki o przebiegu NW–SE:

- w zrobach pola G-7/5 występuje uskok o przebiegu NW–SE i zrzucie ok. 7,0 m na NE. Jego kontynuacją jest uskok w pochylniach E-5,6 między przecinką 2 a przecinką 3 oraz E-1a,3a pomiędzy przecinką 1 a przecinką 2 (zrzut ok. 1,6 m),
- w zrobach pola G-8/2 występuje uskok o przebiegu NW–SE i zrzucie ok. 4,5 m na E-25, E-26. Jego kontynuacją jest uskok na K-7/P-27 o zrzucie 0,7 m na NE,
- w rejonie skrzyżowania pochylni E-5,6 i chodników T, W-418 występuje seria uskoku o przebiegu NW–SE i zrzutach od 0,6 m do 2,5 m na NE,
- w obrębie pochylni E-1a,3a i chodników T, W-418 występują uskoki o przebiegu NW–SE i zrzucie od 1,0 m do 2,0 m na NE i SW,
- na pochylni E-1a,3a znajduje się uskok o przebiegu NW–SE i zrzucie 16 m,
- w rejonie K-2 pomiędzy E-1a-P-53 występują dwa uskoki o przebiegu NW–SE i N–S i zrzutach od 0,2 m do 1,2 m na SW lub E,

- w rejonie chodnika T-415 i K-2/P-19a-P40 występują uskoki o przebiegu NW–SE i zrzutach od 0,2 m do ok. 4,0 m na NE lub SW. Kontynuacją uskoku o zrzucie ok. 4,0 m na NE jest uskok występujący w rejonie K-0/P-5 o zrzucie 3,0 m,
- w rejonie KMC C-8 (północno-wschodnia część pola) na pochylniach E-5, E-6 występują uskoki o przebiegu NW–SE, zrzutach od 0,2 m do 2,8 m na NE.

W obrębie opisywanego pola G-7/5 występują liczne spękania pionowe, nachylone pod kątem 5° – 45° i związane z nimi wyklinowania warstw dolomitowych. Spękania wypełnione są kalcytem, gipsem, anhydrytem lub substancją ilastą.

Główne kierunki spękań na SW od chodników T,W-416 to NW–SE (max. 325°) oraz NE–SW (max. 35°), zaś na NE od chodników T,W-416 to NW–SE (max. 315°) oraz NE–SW (max. 35°) z przewagą pierwszego.

2.2. PRZEBIEG EKSPLOATACJI W LATACH 2006–2009

Eksploatację złoża w latach 2006–2009 prowadzono Systemem komorowo-filarowym z upodatnieniem złoża i z dodatkową ochroną stropu RU-O dla złoża o miąższości mniejszej niż 7 m, Systemem komorowo-filarowym z likwidacją dolnej warstwy podsadzka suchą RG-6 dla złoża o miąższości większej od 7 m oraz Systemem komorowo-filarowym z podsadzka hydrauliczną dla warunków występowania zmiennej stateczności stropu RG-8 dla złoża o miąższości większej od 7 m. Roboty górnicze z zastosowaniem poszczególnych systemów rozpoczęto w polu G-7/5 w 2002 roku.

W 2006 roku eksploatację prowadzono w bloku A i w bloku B. W bloku C roboty górnicze zostały zatrzymane decyzją z dnia 14.07.2005 r.

Eksploatacja w bloku A prowadzona jest od maja 2002 roku. Podczas realizacji robót górniczych w 2006 roku w bloku A pojawiła się duża ilość zaburzeń geologicznych w części pola między wcześniej zatrzymaną rozcinką z pasa P-21 a pasem P-37. Była to zuskokowana część bloku o szerokości do 35 metrów. W związku z dużymi trudnościami polegającymi na pękaniu i wysypywaniu się stropu w miejscach zaburzeń i w ich sąsiedztwie nastąpiło opóźnienie rozcinki calizny na lewym skrzydle. W lutym zatrzymano dalszą rozcinkę do czasu zrealizowania opóźnionego zakresu upodatnienia na lewym skrzydle bloku A. Występujące w dalszym ciągu trudności spowalniały tempo robót, dlatego też zmodyfikowano zasady prowadzenia robót w celu ominięcia strefy zuskokowanej oraz upodatnienia calizny na lewym skrzydle. Podczas dalszych robót rozcinkowych w dniu 29.07.2006 wystąpił w caliznie silny wstrząs górotworu o energii $2,3 \times 10^8$ J, który spowodował odprężenie i skutki w bloku A. W bloku B skutków nie stwierdzono. W czerwcu 2006 roku rozpoczęto drażnienie pochylni wzdłuż zrobów dawnego pola eksploatacyjnego G-7/3. 31.08.2006 roku wystąpił wstrząs górotworu o energii $5,3 \times 10^7$ J, którego epicentrum leżało na krawędzi zrobów pola G-7/3 około 1000 metrów od linii rozcinki w bloku A pola G-7/5. Wstrząs spowodował odprężenie.

Roboty eksploatacyjne w bloku B były kontynuacją eksploatacji prowadzonej w polu G-7/3. Eksploatację w tej części pola rozpoczęto w grudniu 2002 roku. W 2006 roku eksploatację realizowano pomiędzy komorą K-15 a K-25 oraz pomiędzy pasem P-33 a chodnikiem W-416. Rozcinkę upodatniającą zakończono w kwietniu 2006 roku. W celu upodatnienia dalszej części złoża rozszerzono obszar bloku B do pochylni E-3, nacięto również krawędź calizny z chodnika W-416 na głębokość około 20 m. Równolegle w czerwcu rozpoczęto drażenie pochylni E-5b, E-6b i E-6c wzdłuż zrobów dawnego pola G-7/3. Rozcinka wielkogabarytowych filarów przyległych do zrobów pola G-7/3 została zaprojektowana w celu uzyskania nowych dróg komunikacyjnych dla przeszłej eksploatacji w polu G-7/5 oraz dla upodatnienia krawędzi calizny przy zrobach pola eksploatacyjnego na głębokość zapewniającą łagodne ugięcie stropu.

W bloku A w 2007 roku roboty górnicze prowadzone były frontem o długości 650 metrów. Ze względu na trudne warunki eksploatacji wprowadzano drobne zmiany. W 2007 roku wystąpiły dwa odprężenia górotworu w dniu 05.05.2007 i w dniu 15.08.2007 roku spowodowane robotami strzałowymi (grupowym strzelaniem przodków). Spowodowały one niewielkie skutki w części frontu rozcinkowego. W bloku B, w związku z przebiegiem przez blok uskoku o rzucie 6,5 m roboty rozcinkowe w 2007 roku prowadzone były z dwóch kierunków tj. od granicy bloku z byłym polem G-7/3 oraz od strony chodnika W-416 w kierunku do uskoku. Upodatnienie calizny i filarów prowadzone przodkami E-6c, E-6b i E-5b zostało zakończone natomiast od strony chodnika W-416 było w końcowej fazie realizacji. W bloku A nie prowadzono robót likwidacyjnych w bloku B roboty likwidacyjne prowadzono w sierpniu.

W bloku C w 2007 roku nie prowadzono robót górniczych, jedynie w sierpniu przebrano wyrobisko W-416 w celu jego udrożnienia po odprężeniu z 15.08.2007 roku.

W 2008 roku w bloku A prowadzono rozcinkę. Robót likwidacyjnych nie prowadzono. W bloku B prowadzono roboty likwidacyjne, a od grudnia tego roku nie prowadzono żadnych robót górniczych. W lutym wznowiono roboty górnicze w bloku C po dwóch latach przerwy.

W 2009 roku kontynuowano eksploatację w bloku A i w bloku C. W lutym rozpoczęto roboty likwidacyjne w bloku A. Pod koniec roku prowadzono roboty likwidacyjne zarówno w bloku A jak i w bloku C. W grudniu zakończono podsadzanie zlikwidowanej parceli w bloku C. W bloku B nie prowadzono żadnych robót górniczych. 21.07.2009 roku wystąpił wstrząs o energii $9,3 \times 10^7$ J, którego skutki zakwalifikowano jako tąpnięcie samoistne.

3. PROFILAKTYKA TĄPANIOWA

W kopalniach LGOM aktualnie eksploatuje się złoża w obszarach zagrożonych tąpnięciami. Większość oddziałów prowadzi eksploatację przy III stopniu zagrożenia

tapaniami. Zapobieganie tapaniom (profilaktyka tapaniowa) ma zorganizowaną formę i jest nierozzerwalnie związane z technologią eksploatacji [1]. Polega ono na osłabieniu skał i pozbawieniu ich zdolności do akumulowania energii sprężystej oraz na ograniczeniu czasu pracy górników w zagrożonych rejonach. Poprzez system obserwacji i pomiarów dąży się do zidentyfikowania lokalizacji stref niestabilnych, które indukują wstrząsy wysokoenergetyczne.

Profilaktyka tapaniowa stosowana w LGOM obejmuje cztery grupy metod: obserwacje i pomiary stanu górotworu, technologiczne metody zwalczania (ograniczania) zagrożenia tapaniami, aktywne metody zwalczania (ograniczania) tapani, organizacyjno-techniczne metody zwalczania (ograniczania) tapani.

Badania, pomiary i obserwacje przejawów ciśnienia górotworu w kopalniach rud miedzi prowadzone są od czasu poprzedzającego uruchomienie pierwszej eksploatacji ścianowej. Po okresie doskonalenia w warunkach eksploatacji doświadczalnej w kopalni „Lubin”, badania te i pomiary stały się obowiązkowe. Ich celem stało się wykonywanie ciągłych ocen zachowania się górotworu i stanu zagrożenia tapaniami.

W polu G-7/5 w zakres stosowanych obserwacji, pomiarów i badań wchodzi badania własności wytrzymałościowych skał budujących górotwór w nowych rejonach eksploatacyjnych i strefach występowania piaskowca o spoiwie anhydrytowym, rejestracja i analiza aktywności sejsmicznej górotworu (sejsmologia górnicza), obserwacje wizualno-akustyczne przejawów ciśnienia górotworu w wyrobiskach górniczych, pomiary wzbudzonej aktywności sejsmoakustycznej, pomiary konwergencji wyrobisk, pomiary niwelacyjne osiadania stropu, pomiary rozwarstwień stropu (sygnalizatory rozwarstwień, wzierniki peryskopowe), pomiary deformacji górotworu w otworach badawczych (deformometria otworowa), pomiary rozwarstwień ociosów, pomiary tzw. stopnia wyężenia filarów, okresowe pomiary niwelacyjne obniżania powierzchni oraz geotomografia pasywna. Pozwalają one ocenić skuteczność stosowanej technologii i profilaktyki tapaniowej, natomiast nie są wystarczające dla prognozowania wstrząsów i tapani.

Podstawową metodą zwalczania tapani są metody technologiczne. Opierają się one na doborze odpowiedniego systemu eksploatacji, a w dalszych etapach wybierania złoża na odpowiednim kierowaniu stropem i sposobie likwidacji przestrzeni wybranej.

Metody te polegają głównie na: wyprzedzającym upodatnieniu krawędzi calizny i filarów na linii rozcinki, stosowaniu systemów z szerokim otwarciem frontu, dostosowaniu wielkości filarów technologicznych do lokalnych warunków geologiczno-górnicznych, koncentracji naprężeń w skałach i w wyrobiskach oraz w strefach niestabilnych żeby nie doszło w nich do utraty. Najważniejszą zasadą jest niedopuszczenie do powstania stref utraty stateczności.

Dla jak największego upodatnienia calizny na froncie stosowane są komorowo-filarowe systemy eksploatacji z filarami usytuowanymi dłuższą osią prostopadle do linii frontu. Pozwala to na zwiększenie ilości komór i ilości odpalanych przodków na danym odcinku frontu, przy zachowaniu odpowiedniej powierzchni filarów między-

komorowych. Przy stosowaniu profilaktyki tapaniowej należy brać również pod uwagę aspekt zabezpieczenia przed skutkami tapani i odprężeń sieci dróg dościovowentylacyjnych, znajdujących się przed frontem eksploatacyjnym. Drogi te można chronić również przez wykorzystanie pozniszczeniowych właściwości pokładu obciążonego ciśnieniem eksploatacyjnym.

Niezależnie od rozwiązań technologicznych stosowane są aktywne metody ograniczania zagrożenia tapaniami. Aktywne metody zwalczania zagrożenia tapaniami służą wyładowaniu naprężeń w strefach gdzie mogą się koncentrować lub prowokacji wyładowania energii. Opierają się one przede wszystkim na specjalnych robotach strzałowych wykonywanych w caliznie, niekiedy w stropie lub spągu. Roboty strzałowe wykonywane są: w przodkach wyrobisk dla urabiania rudy, w warstwach stropowych celem wywołania zawału wymuszonego i likwidacji wybranej przestrzeni, a także w ociosach filarów i w spągu złoza dla wywołania odprężenia górotworu [2].

W kopalniach LGOM stosuje się następujące aktywne metody profilaktyki tapaniowej grupowe strzelanie przodków, strzelanie odprężające w spągu, strzelanie urabiająco-odprężające w caliznie, strzelanie długich otworów odprężających wraz z przodkami. Trzy pierwsze metody stosowane są w polach o wysokim stopniu zagrożenia tapaniami. W pozostałych polach metody te stosuje się doraźnie.

Strzelanie urabiające w przodkach komór i pasów na frontach eksploatacyjnych ma bardziej prowokujący charakter, ponieważ otwory strzałowe leżą w strefie ciśnienia eksploatacyjnego górotworu. Prowokowanie odprężeń górotworu grupowymi przodkowymi robotami strzałowymi polega na jednoczesnym pozbawieniu podparcia warstw stropowych na dość długim odcinku frontu i na równoczesnym zmniejszeniu składowej poziomej stanu naprężeń w samym pokładzie, tj. zmianie stanu naprężeń w przyociosowej części złoza z trójosiowego na jednoosiowy. Pozbawienie podparcia stropu na długim odcinku frontu oznacza równocześnie przyłożenie dodatkowego obciążenia na następną silnie już obciążoną strefę calizny pokładu, co może wywołać odprężenia i tapania. Efektu podcięcia stropu nie mogą dać pojedyncze i nieregularnie rozłożone przodki. Można to osiągnąć przez jednoczesne odpalenie skoncentrowanych obok siebie, co najmniej kilku, a nawet kilkunastu przodków. W celu zwiększenia efektu prowokującego podczas urabiających robót strzałowych stosuje się też często w przodkach tzw. długie otwory odprężająco-włomowe o większej średnicy (około 64–76 mm, a nawet większe). Pozwala to na przeładowanie przodków materiałem wybuchowym i zwiększenie zabiorów. Ze względów technicznych i organizacyjnych najczęściej odpala się jednocześnie od 8 do 15 przodków. Przyjęto, że po takich skoncentrowanych robotach strzałowych prowokujących obowiązuje odpowiednio długi czas wyczekiwania, zwykle 8 godzin. Jednoczesne odpalenie skoncentrowanych przodków odbywa się z reguły na kolejnych odcinkach frontu eksploatacyjnego. Skuteczność prowokowania górotworu zależy również od stanu naprężeń w strefie przed linią przodków i od długości odcinka frontu, na jakim przodki są odpalane.

Torpedowanie stropu ma na celu dezintegrację ośrodka skalnego i polega na odpaleniu silnego ładunku materiału wybuchowego w otworze wykonanym w stropie. Odpalenie ładunku powoduje propagację fal, które rozchodzą się na duże odległości. Zależy to głównie od sprężystości ośrodka skalnego, odległości i miejsca posadowienia ładunku materiału wybuchowego oraz wielkości tego ładunku. Torpedowanie stropu wykonywane jest wówczas, gdy skały tworzące górotwór odznaczają się odpowiednią wytrzymałością i sprężystością. Pewną odmianą strzelania torpedującego jest odpalenie odpowiednio dużego ładunku materiału wybuchowego w sąsiedztwie skał stropowych. Ośrodek skalny torpedowany w taki sposób powinien odznaczać się stromym charakterem spękań. Tarcie występujące na powierzchni tych spękań, wynikające z licznych nierówności i ząbów, powoduje zatrzymanie pionowego przemieszczania się w dół bloków skalnych nad zrobami. W momencie detonacji materiału wybuchowego, pokonując siłę tarcia następuje poślizg bloku skalnego, czego pożądanym skutkiem w wyrobisku jest wystąpienie tąpnięcia. Metoda ta była stosowana z powodzeniem w kopalniach rud miedzi.

Strzelanie odprężające w spągu wykonywane jest zazwyczaj wówczas, gdy w warstwie przyspągowej znajduje się strefa koncentracji naprężeń. Wykonanie takich strzelań powoduje to, że poprzez zniszczenie struktury spągu następuje rozładowanie naprężeń, a strefa koncentracji naprężeń przemieszcza się w głąb górotworu. Metoda ta polega na jednoczesnym odpaleniu ładunków materiału wybuchowego w otworach odwierconych w spągu wyrobiska na odcinkach frontu eksploatacyjnego, lub przed frontem. Otwory strzałowe wykonuje się pod kątem 60–70°, długość ich wynosi około 1,5 m, a średnica od 40 do 50 mm. Odległość między otworami wynosi od 1,5 do 2 m.

W celu zwiększenia skuteczności zapobiegania tąpniom opracowano metodę polegającą na wykonaniu dodatkowego, długiego, centralnego otworu wielkośrednicowego (\varnothing 127 mm i dł. około 8 m). Otwór odwiercony w środku przodka posiada większą długość niż otwory włomowe, przy czym ładunek MW rzędu 40–50 kg dynamitu znajduje się w jego przedniej części położonej już w strefie deformacji sprężystych poza strefą spękań. Pozostała, nie załadowana część otworu stanowi powierzchnię odsłonięcia, przez co zwiększa się efekt urabiania przy odpaleniu pozostałych otworów. Odpalenie silnego ładunku powoduje rozchodzenie się w skałach fali detonacyjnej prowokującej wstrząsy. Ocenia się, że liczba wstrząsów spowodowanych tym sposobem w stosunku do ogółu wstrząsów wynosi około 30% [3].

Aby prowadzić eksploatację z użyciem materiałów wybuchowych oraz roboty strzałowe w ramach aktywnych metod zwalczania dynamicznych przejawów ciśnienia górotworu musi powstać odpowiednia dokumentacja, na którą składa się m.in. metryka strzałowa. Metryka strzałowa jest podstawowym dokumentem ustalającym sposób wykonywania robót strzelniczych dla każdego przodka. Metryka strzałowa zawiera część opisową i część rysunkową. Szczegółowe zasady prowadzenia robót strzałowych w rejonach zakwalifikowanych do odpowiedniego stopnia zagrożenia tąpniami, w aspekcie profilaktyki tąpniowej i aktywnych metod zwalczania zagrożenia tąpniami ustala się

w „Aktualizacji Projektu Technicznego – Projekcie Szczegółowym Eksploatacji” dla danego pola, każdorazowo opiniowanym przez Kopalniany Zespół do spraw Zwalczania Tapań i Zawałów oraz zatwierdzanym przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego.

W przypadku konieczności wykonania robót strzałowych innych niż określone powyżej, obowiązują następujące zasady profilaktyki tapaniowej (Kłeczek 2004): do rygoru minimalnej ilości przodków, przy strzelaniach grupowych, można wliczać przodki prowadzonych na zbiecie pasów lub komór w strefie nieupodatnionej do czasu, gdy szerokość pozostałej do zbiecia calizny jest większa niż 10 m oraz strzelania w otworach spągowych w strefie nieupodatnionej, przyjmując za 1 przodek 30 otworów spągowych o długości minimum 1 m; roboty strzałowe w strefie nieupodatnionej, związane z przystrzalkami ociosów i spągów oraz związane z zestrzeliwaniem stropu i rozstrzeliwaniem głązów ponadwymiarowych, mogą być wykonywane niezależnie, przy zachowaniu limitu maksymalnego odpalania 20 kg MW łącznie w całej strefie nieupodatnionej oraz minimalnych czasów wyczekiwania jak dla grupowych strzelań przodków określonych w projekcie eksploatacji; roboty strzałowe w strefie upodatnionej mogą być wykonywane niezależnie, przy zachowaniu minimalnych czasów wyczekiwania określonych, o ile projekt eksploatacji nie stanowi inaczej; jeżeli projekt eksploatacji wymaga prowadzenia rozcinki z zastosowaniem dodatkowych otworów odprężających o długości minimum 6 m to strzelania te muszą być wykonywane do momentu, gdy szerokość pozostałej do zbiecia calizny jest większa niż 15 m; w przypadku, gdy zajdzie potrzeba uzyskania właściwej geometrii czoła przodków to strzelania w caliznie z tym związane należy wykonywać łącznie ze strzelaniem grupowym przodków. Przy ograniczonej ilości przodków na froncie dopuszcza się wliczanie ww. strzelań do rygoru minimalnej ilości przodków określonej w projekcie eksploatacji; w razie konieczności wykonywania doraźnych robót strzałowych związanych z bieżącą profilaktyką tapaniową lub odpalaniem otworów lub przodków zawiedzionych, decyzję o ich wykonaniu oraz obowiązujących rygorach podejmuje w podległym Rejonie Kierownik Działu Robót Górniczych lub osoba wyższego dozoru górniczego prowadząca zmianę.

W polach eksploatacyjnych, w których wprowadzono obowiązek grupowego odpalania przodków, wszystkie metryki strzałowe dla strzelań w caliznie muszą uwzględniać zwiększoną ilość MW w otworach włomowych, dotyczy to strzelań urabiająco-odprężających. Za nadzór i kontrolę nad przestrzeganiem powyższych zasad odpowiada Główny Inżynier Górniczy, oraz Zawiadowca Ruchu i Zastępca Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego.

W kopalniach LGOM dozwolone są roboty strzałowe na ustalonych zmianach: zmiana II godziny: 17³⁰–18¹⁵ i zmiana IV godziny: 05³⁰–06¹⁵.

Prowokowanie górotworu skoncentrowanymi robotami strzałowymi okazało się skuteczną metodą ograniczania zagrożenia tapaniami w kopalniach LGOM. Większość rejestrowanych zjawisk dynamicznych jest spowodowana tymi robotami. Jako spowodowane przyjęto te odprężenia, które wystąpiły bezpośrednio po strzelaniu przodków lub też w okresie wyczekiwania po robotach strzałowych.

Prowokowanie górotworu skoncentrowanymi robotami przodkowymi pozwala również w znacznym stopniu sterować czasem występowania wstrząsów górotworu (dobowym rozkładem występowania wstrząsów). W oddziałach eksploatacyjnych stosujących prowokowanie górotworu poprzez jednoczesne odpalenie większej ilości przodków znaczny procent wstrząsów występuje w okresie nieobecności załogi, tj. bezpośrednio po wykonaniu robót strzałowych i w czasie wyczekiwania po strzelaninach [2].

W polu G-7/5 w latach 2006–2009 stosowano grupowe roboty strzałowe. Przy braku możliwości strzelań odprężających wykonywano zamiennie strzelanie w dodatkowych otworach odprężających, wierconych pod filary technologiczne na długości ostatniego zabioru. Wykonywano też strzelania odprężające w stropie w kierunku uskoku. Działania te miały na celu odprężanie warstw złożowych i stropowych w rejonie prowadzonej rozcinki. W 2009 roku w bloku C nie prowadzono grupowych robót strzałowych. W styczniu 2008 roku zwiększono prowokowalność robót strzałowych w bloku A i w bloku C poprzez zwiększenie wielkości odpalanego ładunku oraz zwiększenie ilości odpalanych przodków a także poprzez strzelanie długimi otworami wraz ze strzelaniem urabiającym.

We wszystkich trzech blokach wyznaczano Strefy szczególnego zagrożenia tąpnięmiami oraz Rejony wydłużonego czasu wyczekiwania. Czas wyczekiwania w tych strefach i rejonach wydłużono do 6 godzin. W pozostałych rejonach pola czas wyczekiwania wynosił 1,5 godziny a po robotach likwidacyjnych, 2 godziny.

W miejscach wystąpienia piaskowca o spoiwie anhydrytowym stosowano dodatkową profilaktykę polegającą na strzelaniu z otworem odprężającym przodków komór i pasów. W przypadku pojawienia się w spągu furty eksploatacyjnej piaskowca o spoiwie anhydrytowym wykonywano na bieżąco wraz z postępem przodków roboty strzałowe odprężające w spągu.

4. ZAGROŻENIE SEJSMICZNE I ZAGROŻENIE TĄPNIAMI W LATACH 2006–2009

Prognoza, czyli przewidywanie wszelkich procesów i zjawisk sprowadza się do określenia miejsca, czasu i wielkości tych zjawisk. W odniesieniu do wstrząsów górotworu, na podstawie rozeznania naukowego tego zjawiska i doświadczeń praktycznych górnictwa, można stwierdzić, że o ile można przewidzieć miejsce wystąpienia wstrząsów górotworu i ich energię, o tyle prognoza czasu wystąpienia wstrząsu górotworu jest obecnie niemożliwa. Wprawdzie od czasu do czasu pojawiają się poglądy na temat skuteczności tych, czy innych metod prognostycznych, jednak w konfrontacji z praktyką okazuje się, że metody te, co najwyżej sprowadzają się do rejestracji wstrząsów, jakie już wystąpiły [4].

Aktywność sejsmiczną w kopalniach charakteryzuje się zarówno ilością zarejestrowanych wstrząsów sejsmicznych w poszczególnych klasach energetycznych, ich sumaryczną energią i wydatkiem energii sejsmicznej w stosunku do ilości wydobytej rudy oraz ilością tąpnięć i odprężeń górotworu.

W roku 2006 w polu G-7/5 wystąpiły dwa odprężenia samoistne. Jedno miało miejsce 29 lipca a następne, 31 sierpnia. Pierwsze wywołał wstrząs o energii $2,3 \times 10^8$ J a drugie wstrząs o energii $5,3 \times 10^7$ J. W 2007 roku wystąpiły dwa wstrząsy sprowokowane. Pierwszy miał miejsce 05 maja a drugi, 15 sierpnia. Przyczyną pierwszego był wstrząs o energii $1,3 \times 10^7$ J a drugiego, wstrząs o energii $1,1 \times 10^8$ J. W 2008 roku nie wystąpiły zjawiska sejsmiczne ze skutkami. W 2009 roku wystąpiło jedno tąpnięcie samoistne spowodowane wstrząsem o energii $9,3 \times 10^7$ J. Jak widać, 40% tych zjawisk zostało sprowokowanych, co może świadczy o stosunkowo skutecznej aktywnej profilaktyce.

W 2006 roku w polu G-7/5 wystąpiło 129 wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J o sumarycznej energii $2,82 \times 10^8$ J, w tym 74 wstrząsy klasy energetycznej E3, 30 wstrząsów w klasie E4, 17 wstrząsów klasy E5, 5 wstrząsów w klasie E6, 2 w klasie E7 i 1 klasy E8. Wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J wystąpiło 25 (19,38%) o łącznej energii $2,80 \times 10^8$ J (99,46%). W 2007 roku ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J wyniosła 215 a więc wzrosła w porównaniu z 2006 rokiem, a ich łączna energia wyniosła $2,27 \times 10^8$ J i była nieznacznie mniejsza niż w 2006 roku. Wstrząsów w klasie energetycznej E3 było 144, czyli dwa razy więcej niż w 2006 roku, wstrząsów w klasie E4 wystąpiło 40. W klasie energetycznej E5 pojawiło się 17 wstrząsów, w klasie E6 8 wstrząsów, w klasie E7 5 wstrząsów i jeden wstrząs w klasie E8. Wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J wystąpiło 31 (14,42%) o łącznej energii $2,26 \times 10^8$ J (99,27%). W 2008 roku w polu G-7/5 wystąpiło 226 wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J o sumarycznej energii $6,56 \times 10^7$ J, w tym 130 wstrząsów klasy energetycznej E3, 57 wstrząsów w klasie E4, 30 wstrząsów klasy E5, 8 wstrząsów w klasie E6 i 1 w klasie E7. Wstrząsów w klasie E8 nie zarejestrowano. Wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J wystąpiło 39 (17,26%) o łącznej energii $6,30 \times 10^7$ J (96,06%). Można stwierdzić, że aktywność w odniesieniu do ilości wstrząsów wzrosła w 2008 roku w porównaniu z rokiem 2007 i 2006, natomiast w odniesieniu do wyzwolonej energii aktywność sejsmiczna znacznie spadła. W 2009 roku nastąpił spadek ilości wstrząsów zarówno nisko jak i wysokoenergetycznych, w porównaniu z latami 2006, 2007 i 2008. W 2009 roku wystąpiło 195 wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J w tym 101 wstrząsów w klasie energetycznej E3, 73 wstrząsy w klasie E4, 18 wstrząsów w klasie E5, 2 wstrząsy w klasie E6 i 1 wstrząs w klasie E7. Sumaryczna energia tych wstrząsów wyniosła $1,05 \times 10^8$ J, a więc znacznie wzrosła w porównaniu z 2008 rokiem. Wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J wystąpiło 21 (10,77%) o łącznej energii $1,02 \times 10^8$ J (97,07%). Ilość i energię wstrząsów zarejestrowanych w latach 2006–2009 przedstawiono w tabeli 1 i w tabeli 2.

W polu G-7/5 w 2006 roku miesięczny rozkład ilości wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J był nierównomierny. Najwięcej wstrząsów zarejestrowano w marcu (25)

Tabela 1. Ilość i energia wstrząsów oraz ich udziały procentowe w poszczególnych klasach energetycznych w polu G-7/5 w O/ZG „Rudna” w latach 2006–2009
 Table 1. Number and energy of tremors according to energy classes in G-7/5 mining panel in “Rudna” mine in 2006–2009 years

Rok	Rząd energii	E3	E4	E5	E6	E7	E8	SUMA
2006	Ilość	74	30	17	5	2	1	129
	Udział	57,36%	23,26%	13,17%	3,88%	1,55%	0,78%	100,00%
	Energia	2,92E+05	1,23E+06	5,87E+06	9,60E+06	3,50E+07	2,30E+08	2,82E+08
	Udział	0,10%	0,44%	2,10%	3,40%	12,40%	81,56%	100,00%
2007	Ilość	144	40	17	8	5	1	215
	Udział	66,98%	18,60%	7,90%	3,72%	2,33%	0,47%	100,00%
	Energia	5,35E+05	1,11E+06	5,87E+06	2,27E+07	8,70E+07	1,10E+08	2,27E+08
	Udział	0,24%	0,49%	2,58%	9,98%	38,25%	48,46%	100,00%
2008	Ilość	130	57	30	8	1	0	226
	Udział	57,52%	25,22%	13,28%	3,54%	0,44%	0,00%	100,00%
	Energia	5,43E+05	2,04E+06	7,81E+06	2,92E+07	2,60E+07	0,00E+00	6,56E+07
	Udział	0,83%	3,11%	11,91%	44,52%	39,63%	0,00%	100,00%
2009	Ilość	101	73	18	2	1	0	195
	Udział	51,79%	37,44%	9,23%	1,03%	0,51%	0,00%	100,00%
	Energia	4,19E+05	2,66E+06	6,26E+06	3,00E+06	9,30E+07	0,00E+00	1,05E+08
	Udział	0,40%	2,53%	5,93%	2,85%	88,29%	0,00%	100,00%

Tabela 2. Ilość i energia wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J oraz $E \geq 10^5$ J w polu G-7/5 w O/ZG „Rudna” w latach 2006–2009
 Table 2. Number and energy of tremors with energy of $E \geq 10^3$ J and $E \geq 10^5$ J in G-7/5 mining panel in “Rudna” mine in 2006–2009 years

	Rok	$E \geq 10^3$ J	$E \geq 10^5$ J
Ilość wstrząsów	2006	129	25
Procentowy udział		100,00%	19,38%
Energia wstrząsów		2,82E+08	2,80E+08
Procentowy udział		100,00%	99,46%
Ilość wstrząsów	2007	215	31
Procentowy udział		100,00%	14,42%
Energia wstrząsów		2,27E+08	2,26E+08
Procentowy udział		100,00%	99,27%
Ilość wstrząsów	2008	226	39
Procentowy udział		100,00%	17,26%
Energia wstrząsów		6,56E+07	6,30E+07
Procentowy udział		100,00%	96,06%
Ilość wstrząsów	2009	195	21
Procentowy udział		100,00%	10,77%
Energia wstrząsów		1,05E+08	1,02E+08
Procentowy udział		100,00%	97,07%

i w lipcu (20) W pozostałych miesiącach wystąpiło od 5 do 15 wstrząsów, średnio 10 wstrząsów na miesiąc. Największa energia $2,47 \times 10^8$ J wyzwolona została w lipcu, co związane było z pojawieniem się wstrząsu o energii rzędu 10^8 J oraz w maju $2,02 \times 10^7$ J, gdy pojawił się wstrząs o energii rzędu 10^7 J. Najmniejsza energia $2,28 \times 10^4$ J była wyemitowana w czerwcu. W pozostałych miesiącach energia była rzędu od 10^6 do 10^7 J. Wysoka energia jest oczywiście związana z występowaniem wysokoenergetycznych wstrząsów ($E \geq 10^5$ J). W 2007 roku najwięcej wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J wystąpiło w sierpniu (26), marcu (21), czerwcu (20) i w lutym (20), najmniej w kwietniu (13) i we wrześniu (13). Średnio zarejestrowano 18 wstrząsów na miesiąc.

Największa energia wyzwolona została w maju ($4,75 \times 10^7$ J) i czerwcu ($2,27 \times 10^7$ J), a najmniejsza w listopadzie ($3,98 \times 10^5$ J). Wysoka energia związana była z występowaniem wysokoenergetycznych wstrząsów. W 2008 roku najwięcej wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J wystąpiło w lutym (29), styczniu (27), październiku (24) i w grudniu (24), najmniej w czerwcu (10) i w sierpniu (11). Średnio zarejestrowano 19 wstrząsów na miesiąc. Największa energia wyzwolona została w czerwcu ($2,70 \times 10^7$ J) i wrześniu ($1,1 \times 10^7$ J), a najmniejsza w lipcu ($1,27 \times 10^5$ J). Wysoka energia związana była z występowaniem wysokoenergetycznych wstrząsów.

W 2009 roku najwięcej wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J wystąpiło w kwietniu (26), październiku (24), lipcu (21) i we wrześniu (20), najmniej w styczniu (9), w maju (11) i w czerwcu (11). Średnio zarejestrowano 16 wstrząsów na miesiąc. Największa energia wyzwolona została w lipcu ($9,36 \times 10^7$ J) a najmniejsza we wrześniu ($2,96 \times 10^5$ J). Wysoka energia związana była z występowaniem wysokoenergetycznych wstrząsów.

Aktywność sejsmiczna wykazuje znaczną różnicę zarówno pod względem ilościowym jak i energetycznym w kolejnych latach. Spadek ilości wstrząsów w 2009 roku związany mógł być z faktem, że roboty górnicze prowadzone były tylko w bloku i w bloku C, w bloku B nie prowadzono robót górniczych. Trudne warunki eksploatacji spowodowane obecnością silnych zaburzeń tektonicznych i trudnymi warunkami stropowymi oraz obecnością rozległych zrobów mogą wpływać na zagrożenie sejsmiczne i zagrożenie tąpnięciami.

5. SKUTECZNOŚĆ AKTYWNEJ PROFILAKTYKI TĄPANIOWEJ

Ocena skuteczności profilaktyki tąpaniowej przeprowadzana jest głównie na podstawie analizy wyników badań sejsmologicznych. Ocena skuteczności aktywnych metod profilaktyki tąpaniowej, a przede wszystkim grupowych robót strzałowych, stosowanych w polu G-7/5 w okresie od 01.01.2006 r. do 31.12.2009 r. przeprowadzono w oparciu o udział wstrząsów spowodowanych grupowymi robotami strzałowymi w całkowitej ilości wstrząsów oraz udział ich energii w sumarycznej wyzwolonej energii, a także na podstawie ilości i energii wstrząsów natychmiastowych i zwłoczných.

5.1. SKUTECZNOŚĆ PROWOKOWANIA WSTRZĄSÓW

Grupowe roboty strzałowe wchodzące w skład aktywnych metod ograniczania zagrożenia tapaniami mają na celu wymuszenie emisji energii skumulowanej w górotworze poprzez użycie materiałów wybuchowych (MW). Do oceny skuteczności strzelań urabiająco-odprężających przeprowadzono analizy porównawcze ilości i wyzwolonej energii wstrząsów samoistnych oraz sprowokowanych. Procentowy udział ilości wstrząsów sprowokowanych w całkowitej ilości wstrząsów oraz udział ich energii są podstawą oceny aktywnych metod profilaktyki tapaniowej. Większy udział ilości i energii wstrząsów sprowokowanych niż samoistnych świadczy o dobrej skuteczności grupowych robót strzałowych.

Tabela 3. Ilość i energia wstrząsów samoistnych i sprowokowanych w latach 2006–2009 w polu G-7/5 w kopalni „Rudna”

Table 3. Number and energy of natural and provoked tremors in 2006–2009 years in G-7/5 mining panel in “Rudna” mine

	Wstrząsy o energii $E \geq 103$ J				
	Rodzaj zjawiska	Ilość	Udział [%]	Energia [J]	Udział [%]
2006	samoistne	95	74%	2,54E+08	90%
	sprowokowane	34	26%	2,74E+07	10%
	Wstrząsy o energii $E \geq 105$ J				
	samoistne	15	60%	2,53E+08	90%
	sprowokowane	10	40%	2,69E+07	10%
	2007	Wstrząsy o energii $E \geq 103$ J			
samoistne		154	72%	0,42E+08	19%
sprowokowane		61	28%	1,85E+08	81%
Wstrząsy o energii $E \geq 105$ J					
samoistne		15	48%	0,42E+08	19%
sprowokowane		16	52%	1,84E+08	81%
2008	Wstrząsy o energii $E \geq 103$ J				
	Rodzaj zjawiska	Ilość	Udział [%]	Energia [J]	Udział [%]
	samoistne	148	65%	5,00E+07	76%
	sprowokowane	78	35%	1,56E+07	24%
	Wstrząsy o energii $E \geq 105$ J				
	samoistne	27	69%	4,84E+07	77%
sprowokowane	12	31%	1,46E+07	23%	
2009	Wstrząsy o energii $E \geq 103$ J				
	samoistne	142	73%	1,03E+08	98%
	sprowokowane	53	27%	2,21E+06	2%
	Wstrząsy o energii $E \geq 105$ J				
	samoistne	17	81%	1,01E+08	99%
	sprowokowane	4	19%	1,25E+06	1%

W tabeli 3 zaprezentowano ilość oraz energię wstrząsów samoistnych i sprowokowanych o energii $E \geq 10^3$ J oraz $E \geq 10^5$ J zaistniałych w latach 2006–2009 w polu G-7/5 oraz skuteczność prowokowania wstrząsów w odniesieniu do ich ilości i energii.

W polu G-7/5 w 2006 roku skuteczność prowokowania wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J w odniesieniu do ilości wstrząsów wyniosła 26%, a w odniesieniu do ich energii 10%. W 2007 roku skuteczność prowokowania w odniesieniu do ilości wstrząsów wyniosła 28%, a więc wzrosła nieznacznie w stosunku do roku 2006. Skuteczność prowokowania wstrząsów w odniesieniu do ich energii znacznie wzrosła w 2007 roku w porównaniu z rokiem 2006 i wyniosła 81%. W 2008 roku skuteczność prowokowania w odniesieniu do ilości wstrząsów wyniosła 35%, a więc wzrosła nieznacznie w stosunku do roku 2007 i 2006. Skuteczność prowokowania wstrząsów w odniesieniu do ich energii znacznie spadła w 2008 roku w porównaniu z rokiem 2007 i wyniosła 24%. W 2009 roku skuteczność prowokowania w odniesieniu do ilości wstrząsów wyniosła 27%, a więc spadła w stosunku do roku 2008. Skuteczność prowokowania wstrząsów w odniesieniu do ich energii bardzo spadła w 2009 roku w porównaniu z rokiem 2006, 2007 i 2008 i wyniosła 2%.

W 2006 roku w polu G-7/5, skuteczność prowokowania wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J w odniesieniu do ich ilości wyniosła 40% a w odniesieniu do ich energii wyniosła 10%. W 2007 roku skuteczność prowokowania wysokoenergetycznych wstrząsów w odniesieniu do ich ilości wzrosła w porównaniu z 2006 rokiem i wyniosła 52% a skuteczność prowokowania w odniesieniu do energii wstrząsów wyniosła 81% a więc była 10 razy większa niż w 2006 roku. Wzrost skuteczności prowokowania silnych wstrząsów może wiązać się z lepszymi warunkami stropowymi i górniczymi. W 2008 roku skuteczność prowokowania wysokoenergetycznych wstrząsów w odniesieniu do ilości wstrząsów spadła w porównaniu z rokiem 2007 i 2006 wyniosła 31%. Podobnie spadła w porównaniu z 2007 rokiem skuteczność prowokowania w odniesieniu do energii i wyniosła 23%. W 2009 roku skuteczność prowokowania wysokoenergetycznych wstrząsów w odniesieniu do ich ilości spadła w porównaniu z 23% a skuteczność prowokowania w odniesieniu do energii wstrząsów spadła w porównaniu z latami 2006–2008 i wyniosła 1%. Wzrost skuteczności prowokowania silnych wstrząsów może wiązać się z lepszymi warunkami stropowymi i górniczymi.

Znaczny spadek skuteczności prowokowania wstrząsów w 2009 roku w porównaniu z 2006, 2007 i 2008 rokiem może być związany z faktem, że w bloku C nie było w tym roku możliwości stosowania grupowego strzelania przodków oraz, że pogarszały się warunki stropowe a eksploatacja stawała się coraz bardziej skrupowana. Można stwierdzić, że wybieranie złoża w strefie oddziaływania dużego uskoku stwarza warunki do uaktywniania się tego zaburzenia tektonicznego oraz, że prowokowanie wstrząsów jest w strefie uskokowej znacznie utrudnione.

5.2. SKUTECZNOŚĆ PROWOKOWANIA WSTRZĄSÓW W OPARCIU O ILOŚĆ I ENERGIE WSTRZĄSÓW NATYCHMIASTOWYCH I ZWŁOCZNYCH

W celu ograniczenia występowania zjawisk dynamicznych w kopalni Rudna, obowiązuje przestrzeganie po robotach strzałowych, odprężeniach i tąpnięciach określonych czasów wyczekiwania. Wskaźnikiem zasadności stosowania obowiązujących czasów wyczekiwania po robotach strzałowych może być udział wstrząsów spowodowanych w stosunku do ogólnej ilości zjawisk oraz odpowiadający im udział wyzwolonej energii.

W tabeli 4 zestawiono dane o aktywności sejsmicznej dla wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J w polu G-7/5 w odniesieniu do czasu wyczekiwania po grupowych robotach strzałowych w latach 2006–2009. W tabeli 5 zestawiono dane o aktywności sejsmicznej dla wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J w polu G-7/5 w odniesieniu do czasu wyczekiwania po grupowych robotach strzałowych w latach 2006–2009.

Analiza wstrząsów spowodowanych o energii $E \geq 10^3$ J w 2006 roku pozwala stwierdzić, że na 34 spowodowane wstrząsy o sumarycznej energii $2,74 \times 10^7$ J uzyskano 12 (35%) wstrząsów natychmiastowych o energii łącznej $2,59 \times 10^7$ J (95%), 21 (61%) wstrząsów o sumarycznej energii $2,69 \times 10^7$ J (98%) do 10 minut po robotach strzałowych, 31 (91%) wstrząsów z energią $2,73 \times 10^7$ J (99%) do 1 godziny po robotach strzałowych i 33 (97%) o łącznej energii $2,74 \times 10^7$ J (100%) do drugiej godziny po robotach strzałowych. W roku 2007 na 61 spowodowanych wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J i sumarycznej wyzwolonej energii $1,85 \times 10^8$ J, uzyskano 32 (52%) wstrząsy natychmiastowe o łącznej energii $1,53 \times 10^7$ J (8%), 42 (69%) wstrząsów z energią $6,51 \times 10^7$ J (35%) w pierwszych 10 minutach, 53 (87%) wstrząsy z energią $7,28 \times 10^7$ J (39%) do 1 godziny oraz 56 (92%) o łącznej energii $7,52 \times 10^7$ J (41%) do dwóch godzin po robotach strzałowych oraz 58 wstrząsów (95%) o energii $1,85 \times 10^8$ J (100%) do czterech godzin po robotach strzałowych. W 2008 roku na 78 spowodowanych wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J i sumarycznej wyzwolonej energii $1,56 \times 10^7$ J, uzyskano 37 (47%) wstrząsów natychmiastowych o łącznej energii $9,34 \times 10^6$ J (8%), 50 (64%) wstrząsów z energią $1,44 \times 10^7$ J (92%) w pierwszych 10 minutach, 62 (79%) wstrząsy z energią $1,46 \times 10^7$ J (94%) do 1 godziny oraz 69 (88%) o łącznej energii $1,49 \times 10^7$ J (96%) do dwóch godzin po robotach strzałowych oraz 72 wstrząsy (92%) o energii $1,49 \times 10^7$ J (100%) do czterech godzin po robotach strzałowych oraz 78 (100%) wstrząsów do 6 godzin po robotach strzałowych o energii $1,56 \times 10^7$ J. W roku 2009 na 53 spowodowanych wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J i sumarycznej wyzwolonej energii $1,85 \times 10^8$ J, uzyskano 17 (32%) wstrząsów natychmiastowych o łącznej energii $9,60 \times 10^5$ J (43%), 30 (57%) wstrząsów z energią $1,2 \times 10^6$ J (54%) w pierwszych 10 minutach, 38 (72%) wstrząsów z energią $1,69 \times 10^6$ J (76%) do 1 godziny oraz 45 (85%) o łącznej energii $2,13 \times 10^6$ J (96%) do dwóch godzin po robotach strzałowych oraz 48 wstrząsów (91%) o energii

$2,19 \times 10^6$ J (99%) do czterech godzin po robotach strzałowych i 51 wstrząsów (96%) o energii $2,21 \times 10^6$ J (100%) do 6 godzin.

Tabela 4. Ilość i energia wstrząsów natychmiastowych i zwłocznych o energii $E \geq 10^3$ J w polu G-7/5 w O/ZG „Rudna” w latach 2006–2009
 Table 4. Number and energy of intermediate and delayed tremors with energy of $E \geq 10^3$ J in G-7/5 mining panel in “Rudna” mine in 2006–2009 years

	Ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
2006	12 (35%)	21(62%)	31 (91%)	33 (97%)	34 (100%)	34 (100%)	34 (100%)
	Energia [J]						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	2,59E+07	2,69E+07	2,73E+07	2,74E+07	2,74E+07	2,74E+07	2,74E+07
	95%	98%	99%	100%	100%	100%	100%
2007	Ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	32 (52%)	42 (69%)	53 (87%)	56 (92%)	58 (95%)	61 (100%)	61 (100%)
	Energia [J]						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	1,53E+07	6,51E+07	7,28E+07	7,52E+07	1,85E+08	1,85E+08	1,85E+08
8%	35%	39%	41%	100%	100%	100%	
2008	Ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	37 (47%)	50 (64%)	62 (79%)	69 (88%)	72 (92%)	78 (100%)	78 (100%)
	Energia [J]						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	9,34E+06	1,44E+07	1,46E+07	1,49E+07	1,49E+07	1,56E+07	1,56E+07
59%	92%	94%	96%	96%	100%	100%	
2009	Ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	17 (32%)	30 (57%)	38 (72%)	45 (85%)	48 (91%)	51 (96%)	53 (100%)
	Energia [J]						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	9,60E+05	1,20E+06	1,69E+06	2,13E+06	2,19E+06	2,21E+06	2,21E+06
43%	54%	76%	96%	99%	100%	100%	

W 2006 roku dla wstrząsów sprowokowanych o energii $E \geq 10^5$ J w polu G-7/5, wśród 10 wstrząsów o łącznej energii $2,69 \times 10^7$ J uzyskano 6 (60%) wstrząsów natychmiastowych z energią sumaryczną $2,57 \times 10^7$ J (96%), 9 (90%) wstrząsów z energią $2,66 \times 10^7$ J (99%) w pierwszych 10 minutach, 10 (100%) wstrząsów o łącznej energii $2,69 \times 10^7$ J (100%) do jednej godziny po robotach strzałowych. W 2007 roku dla wstrząsów sprowokowanych o energii $E \geq 10^5$ J wśród 16 wstrząsów o łącznej energii $1,84 \times 10^8$ J uzyskano 7 (44%) wstrząsów natychmiastowych

z energią sumaryczną $1,51 \times 10^7$ J (8%), 12 (75%) wstrząsów z energią $6,51 \times 10^7$ J (35%) w pierwszych 10 minutach, 14 (88%) wstrząsów o łącznej energii $7,25 \times 10^7$ J (39%) do jednej godziny po robotach strzałowych oraz 15 wstrząsów (94%) o łącznej energii $7,49 \times 10^7$ J (83%) do dwóch godzin po robotach strzałowych i 16 (100%) do czterech godzin po robotach strzałowych o energii $1,84 \times 10^8$ J (100%).

Tabela 5. Ilość i energia wstrząsów natychmiastowych i zwłocznych o energii $E \geq 10^5$ J w polu G-7/5 w O/ZG „Rudna” w latach 2006–2009

Table 5. Number and energy of intermediate and delayed tremors with energy of $E \geq 10^5$ J in G-7/5 mining panel in “Rudna” mine in 2006–2009 years

	Ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
2006	6 (60%)	9 (90%)	10 (100%)	10 (100%)	10 (100%)	10 (100%)	10 (100%)
	Energia [J]						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	2,57E+07	2,66E+07	2,69E+07	2,69E+07	2,69E+07	2,69E+07	2,69E+07
	96%	99%	100%	100%	100%	100%	100%
2007	Ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J						
	7 (44%)	12 (75%)	14 (88%)	15 (94%)	16 (100%)	16 (100%)	16 (100%)
	Energia [J]						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	1,51E+07	6,51E+07	7,25E+07	7,49E+07	1,84E+08	1,84E+08	1,84E+08
	8%	35%	39%	41%	100%	100%	100%
2008	Ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J						
	7 (58%)	8 (67%)	9 (75%)	10 (83%)	10 (83%)	12 (100%)	12 (100%)
	Energia [J]						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	8,84E+06	1,37E+07	1,39E+07	1,41E+07	1,41E+07	1,46E+07	1,46E+07
	61%	94%	95%	97%	97%	100%	100%
2009	Ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J						
	2 (50%)	2 (50%)	3 (75%)	4 (100%)	4 (100%)	4 (100%)	4 (100%)
	Energia [J]						
	0 s	do 10 min	do 1 h	do 2 h	do 4 h	do 6 h	Ogółem
	5,20E+05	5,20E+05	9,10E+05	1,25E+06	1,25E+06	1,25E+06	1,25E+06
	42%	42%	73%	100%	100%	100%	100%

W roku 2008 na 12 spowodowanych wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J i sumarycznej wyzwolonej energii $1,46 \times 10^7$ J, uzyskano 7 (58%) wstrząsów natychmiastowych o łącznej energii $8,84 \times 10^6$ J (61%), 8 (67%) wstrząsów z energią $1,37 \times 10^7$ J (94%) w pierwszych 10 minutach, 9 (75%) wstrząsy z energią $1,39 \times 10^7$ J (95%) do 1 go-

dziny oraz 10 (83%) o łącznej energii $1,41 \times 10^7$ J (97%) do dwóch godzin po robotach strzałowych oraz 10 wstrząsów (95%) o energii $1,41 \times 10^7$ J (100%) do czterech godzin po robotach strzałowych. W roku 2009 na 4 sprowokowane wstrząsy o energii $E \geq 10^5$ J i sumarycznej wyzwolonej energii $1,25 \times 10^6$ J, uzyskano 2 (50%) wstrząsy natychmiastowe o łącznej energii $5,20 \times 10^5$ J (42%), 2 (50%) wstrząsy z energią $5,2 \times 10^5$ J (42%) w pierwszych 10 minutach, 3 (75%) wstrząsy z energią $1,25 \times 10^6$ J (39%) do 1 godziny oraz 56 (92%) o łącznej energii $7,52 \times 10^7$ J (41%) do dwóch godzin po robotach strzałowych oraz 58 wstrząsów (95%) o energii $1,85 \times 10^8$ J (100%) do czterech godzin po robotach strzałowych.

Można stwierdzić, że w badanych oddziałach przeważająca większość zjawisk dynamicznych w tym również silnych wstrząsów o energii $E \geq 10^5$ J wystąpiła w pierwszej godzinie po przodkowych robotach strzałowych. W drugiej godzinie natomiast ilość zarejestrowanych zjawisk oraz wydatek ich wyzwolonej energii sejsmicznej był znikomy. Potwierdza to zasadność stosowania obowiązujących czasów wyczekiwania po robotach strzałowych.

Skuteczność aktywnej profilaktyki jest wysoka, gdy sprowokowane zjawiska dynamiczne występują w możliwie najkrótszym czasie po robotach strzałowych oraz wydatek ich energii jest jak największy. Można powiedzieć, że stopień skuteczności prowokowania zjawisk dynamicznych w celu odprężenia górotworu, określane na podstawie udziału ilości i energii wstrząsów zaistniałych w poszczególnych godzinach czasu wyczekiwania jest wysoki.

6. PODSUMOWANIE

Na podstawie przeprowadzonych analiz aktywności sejsmicznej w latach 2006–2009 można stwierdzić, że grupowe roboty strzałowe stosunkowo mało skutecznie prowokowały wstrząsy zarówno nisko jak i wysokoenergetyczne w polu eksploatacyjnym G-7/5 w kopalni Rudna, położonym w strefie uskoku Biedrzychowa. Obecność uskoku utrudnia prowokowanie wstrząsów i sprzyja wzrostowi stopnia zagrożenia tąpnięciami. Prowokowanie miało wysoką skuteczność w odniesieniu do momentu pojawienia się wstrząsu po robotach strzałowych. Większość wstrząsów prowokowanych wystąpiła do jednej godziny po zakończeniu robót strzałowych. Uwzględniając jednak fakt, że prowokujące strzelania przodków są elementem systemów eksploatacji złoża i mają miejsce na poziomie furty eksploatacyjnej (strzelania urabiające), należy ciągle doskonalić technikę strzałową.

LITERATURA

- [1] BUTRA J., *Rozwój metod profilaktyki tąpaniowej w górnictwie rud miedzi*, Materiały konferencyjne Międzynarodowego Sympozjum Naukowo-Technicznego Tąpnięcia, Ustroń, 2002.

- [2] BUTRA J., KICKI J., *Ewolucja technologii eksploatacji złóż rud miedzi w polskich kopalniach*, Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, IGSMiE PAN, Kraków, 2003.
- [3] GOSZCZ A., *Elementy mechaniki skał oraz tapania w polskich kopalniach węgla i miedzi*, Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej nr 2, Kraków, 1999.
- [4] KŁECZEK Z., *Grupowe strzelanie przodków jako element profilaktyki tapaniowej kopalniach rud miedzi LGOM*, Kraków, 2004.

EFFECTIVENESS OF ACTIVE ROCKBURST PREVENTION METHOD IN CLOSE VICINITY OF FAULTS IN G-7/5 MINING PANEL IN “RUDNA” COPPER ORE MINE

Rockburst prevention methods used in 2006–2009 in G-7/5 mining panel in “Rudna” copper ore mine were presented in the paper. Mining-and-geological conditions as well as seismic activity were depicted. The effectiveness of active methods for rockburst hazard limitation was evaluated by means of seismological data. The number and energy of tremors provoked with blasting and the number of intermediate and delayed provoked tremors were analysed in relation to complex mining-and-geological conditions in the panel to determine how effective active rockburst prevention methods were.