ZESZYTY NAUKOWE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ 1983

Seria: GÓRNICTWO z. 128 Nr kol. 778

Alfred BILIŃSKI
Antoni KIDYBIŃSKI

Główny Instytut Górnictwa

KIERUNKI ZWALCZANIA ZAGROŻENIA TĄPANIAMI STROPOWYMI W WYROBISKACH KORYTARZOWYCH

Streszczenie. Podano geomechaniczną charakterystykę tąpań występujących w kopalniach węglowych GZW ze szczególnym podkreśleniem roli zwięzłych skał stropowych. Na podstawie analizy strzelań wstrząsowych w kopalniach opracowano dynamiczną skalę zagrożenia tąpaniami wykorzystującą sejsmiczną energię wstrząsów zaistniałych wskutek strzelania kamufletowego. Przeanalizowano zagrożenia tąpaniami w chodnikach wydrążonych w grubych pokładach węgla i podano metodę oceny stanu zagrożenia i ograniczenia w zakresie prowadzenia strzelań wstrząsowych w tych chodnikach. Omówiono zasady likwidacji zagrożenia tąpaniami wprowadzając rozróżnienie środków profilaktyki w zależności od typu tego zagrożenia (stropowe, pokładowe).

Wprowadzenie

W miarę postępu badań nad geomechaniczną genezą tąpań i wstrząsów w kopalniach węgla Górnośląskiego Zagłębia Węglowego oraz zmianami charakteru tego zagrożenia w związku ze wzrostem średniej głębokości prowadzenia robót górniczych oraz stopnia naruszenia eksploatacją górotworu zalegającego nad aktualnie wybranymi pokładami coraz bardziej utrwala się przekonanie o dominującej roli załamywania się grubych i zwięzłych warstw stropowych - nawet w znacznej odległości od wyrobisk górniczych, w powstawaniu zagrożenia tąpaniami. Jednocześnie długoletnie doświadczenia kopalń w zakresie stosowania strzelań wstrząsowych i wstrząsowo-kamufletowych w pokładach zagrożonych tąpaniami, a także doświadczania badawcze [1, 2] w zakresie analizy wstrząsów górotworu występujących na Górnym Śląsku - stwarzają warunki do szerszego wykorzystania informacji uzyskiwanych z kopalnianych oraz regionalnej sieci mikrosejsmologicznej dla lokalnej prognozy stopnia zagrożenia tąpaniami. Z tego względu, jak również z uwagi na potrzebę nowego ukierunkowania zarówno prac badawczych, jak i kopalnianych sposobów zwalczania tego zagrożenia - wydaje się niezbędne sformułowanie podstawowych założeń dotychczasowego stanu wiedzy na temat tąpań stropowych.

Geomechaniczna charakterystyka tąpań w kopalniach GZW

W procesie ubierkowej eksploatacji pokładowych złóż węgla o niewielkim nachyleniu dochodzi do samoczynnego wydzielania się w nadległym górotworze powyżej stropu bezpośredniego bardziej wytrzymałych ławic lub kompleksów skalnych, które następnie załamując się w miarę postępu frontu wybierkowego, powodują powstawanie wstrząsów o dużej energii sejsmicznej. Powstawanie tych wstrząsów może, lecz nie musi być związane z bezpośrednim sąsiedztwem wyrobiska eksploatacyjnego, zdarzają się bowiem pękania grubych warstw skalnych wysoko ponad czynnymi wyrobiskami i daleko w tyle poza frontem eksploatacji. W wyniku przemieszczania się fali uderzeniowej w otoczeniu wyrobisk eksploatacyjnych może nastąpić zniszczenie pokładu w czole ściany lub w ociosach chodników, połączone z gwałtownym wyrzuceniem węgla do wyrobisk, zwłaszcza gdy ma on skłonność do eksplozywnego rozpadu. Podobnie częste są przypadki dynamicznego wypiętrzenia spągu chodników lub wtłoczenie skał bezpośredniego stropu do wyrobiska.

Zwięzłe ujęcie teoretyczne tych zjawisk, oparte na analizie obszernego materiału doświadczalnego z zaistniałych tąpań i wstrząsów, zawiera praca A. Bilińskiego [3]. W pracy tej rozpatrywany jest stopień swobody ruchu (tzw. stopień utwierdzenia) odprężonej wskutek podebrania i osiadania warstwy skalnej oraz stopień jej usztywnienia i wytrzymałości. W miarę wybiernia kolejnych pokładów węglowych pod rozpatrywaną warstwą górotworu rośnie stopień jej odprężenia i swoboda ruchu, natomiast maleje wytrzymałość. Na podstawie obserwacji związku między wzajemną odległością płaszczyzn rozsłojenia a zwięzłością skały tworzącej daną warstwę podano równanie na średnią odległość płaszczyzn rozsłojenia (h_d):

$$h_d = n_d \frac{A\,H}{8\,h_b}\psi, \qquad (1)$$

gdzie:

$$n_d = \frac{R_c}{R_c + 48},$$

A - współczynnik utwierdzenia warstwy skalnej,

H - odległość środka wysokości danej warstwy skalnej od stropu wyrobiska ścianowego, wywołującego naruszenie górotworu, m,

h_b - grubość stropu bezpośredniego, m,

ψ - współczynnik osłabienia tektonicznego.

Rozpiętość nośna odprężonej warstwy skalnej (L) wg cytowanej pracy wynosi:

$$L = g\sqrt{\frac{A R_c h_p}{\sigma \cdot \eta \cdot \gamma}} \qquad (2)$$

gdzie:

g - współczynnik nośności, zależny od kąta odchylenia w dół danej warstwy od jej pierwotnego położenia,

R_c - wytrzymałość skały na ściskanie,

h_p - średnia grubość pojedynczej płyty skalnej w danej rozsłojonej warstwie,

γ - gęstość skał,

η - współczynnik stały.

Stan zagrożenia tąpnięciem stropowym charakteryzuje wskaźnik W_t, którego wielkość jest określana następująco:

$$W_t = \frac{h_p \cdot L}{H_d}, \qquad (3)$$

gdzie:

H_d - odległość spągu warstwy odprężonej od stropu rozpatrywanego wyrobiska.

Charakterystyczne jest, że wielkości wskaźnika W_t korelują ściśle z odpowiednimi wartościami energii sejsmicznych wstrząsów górotworu (3), co pozwala na prognozowanie energii wstrząsów górotworu w oparciu o znajomość geometrycznych parametrów najbardziej dynamicznie niekorzystnej warstwy skalnej w nadległym górotworze.

Rola strzelań wstrząsowych

Jednym z najczęściej stosowanych w naszych kopalniach węgla sposobów zwalczania zagrożenia tąpaniami jest jednorazowe odpalanie zespołu ładunków materiału wybuchowego o działaniu kamufletowym w otworach długości najczęściej 6-9 m wierconych w caliźnie węglowej w odstępach 2,5-5 m. Sumarycznie odpalany ładunek wynosi na ogół w granicach 20-150 kg materiału.

Teoretycznie, działanie takie ma odprężyć przyczołowy pas calizny przewidzianej do urabiania, a przez to zmniejszyć prawdopodobieństwo nagłego wyrzucenia węgla z ociosu do wyrobiska. Najczęściej jednak zamierzony skutek zmniejszenia zagrożenia tąpnięciem nie następuje, natomiast jako rezultat wielokrotnych strzelań wstrząsowych powstaje zniszczenie skał bezpośrednio otaczających wyrobiska, co pogarsza warunki ich utrzymania. Istnieją dwa podstawowe powody takiego stanu rzeczy.

Po pierwsze - zasięg skutecznego oddziaływania strzelań kamufletowych w węglu jest stosunkowo niewielki (1-2,5 m), znacznie mniejszy od szerokości strefy ciśnienia eksploatacyjnego w pokładzie (30-80 m).

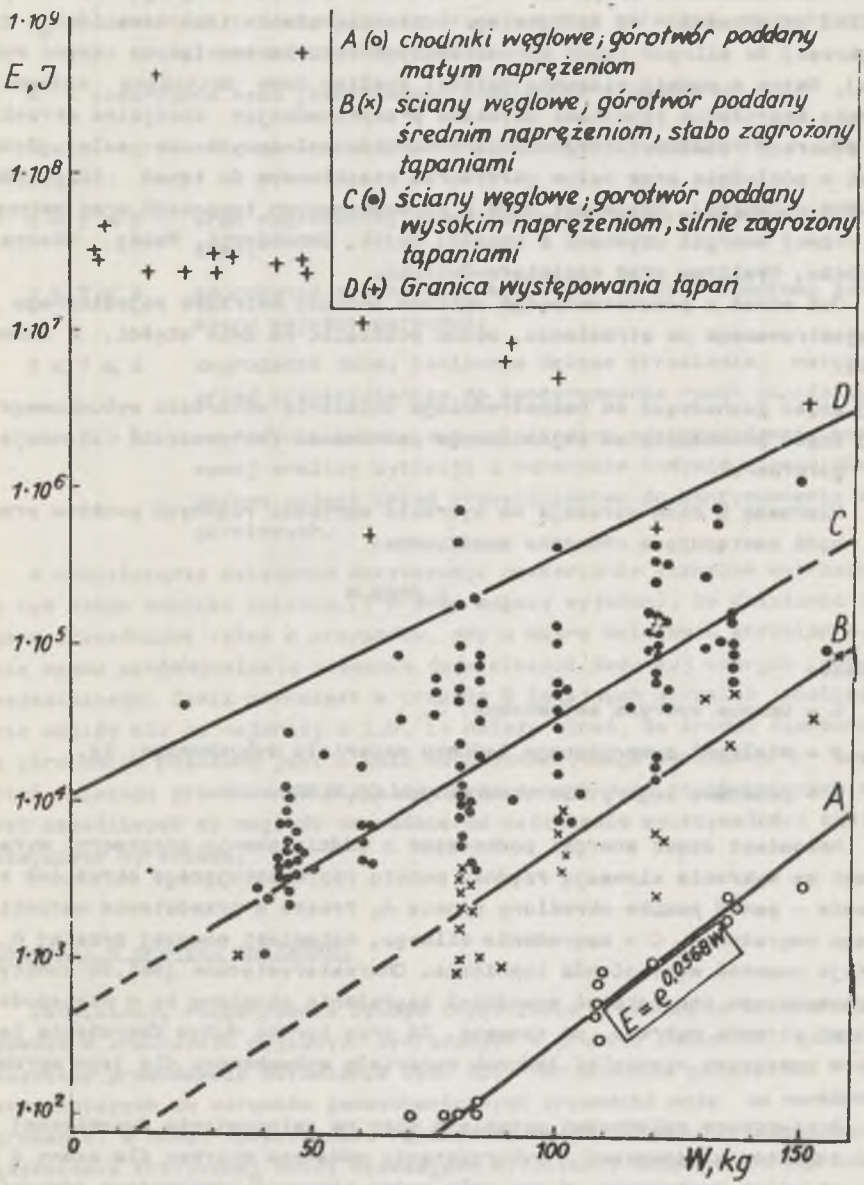
Drugim powodem ujemnych skutków większości strzelań wstrząsowych w ścianach jest ich szkodliwe oddziaływanie na skały stropu bezpośredniego, powodując wzrost szczelinowatości i stopnia zruszenia skał stropowych, a co za tym idzie - wzrost zagrożenia opadem i zawałem stropu do wyrobisk. Wynika to również z danych zawartych w tablicy 1.

Na głębokościach eksploatacji mniejszych od krytycznej (tzn. takiej,na której bez udziału ciśnienia eksploatacyjnego węgiel na ociosach wyrobisk ulega zniszczeniu wskutek ciężaru nadkładu) prawidłowo wykonane strzelanie kamufletowe spełnia swój cel, odsuwając w głąb ociosu szczyt naprężeń pionowych w pokładzie. Natomiast na głębokościach większych od krytycznej (dla GZW wynosi ona ok. 400-800) węgiel wokół wyrobiska już przy odsłanianiu go ma zniszczoną strukturę, zapobieganie tąpaniom wymaga przeto bardziej złożonych, wielostronnych działań.

Dynamiczna skala zagrożenia tąpnięciem

W sytuacji powszechnego niemal stosowania strzeleń wstrząsowo-kamufletowych w kopalniach węgla zagrożonych tąpaniami, przy rosnącej liczbie przypadków negatywnych ich skutków, zachodzi pilna potrzeba opracowania kryteriów oceny pozwalających na racjonalne stosowanie tej metody bądź wyeliminowania jej w sytuacjach, kiedy nie ma szans na rzeczywiste ograniczenie zagrożenia tąpaniami. Kryteria te muszą opierać się na analizie struktury warstw stropowych wybieranego pokładu, z uwzględnieniem warunków podebrania, nadebrania, lokalizacji krawędzi wybierania sąsiednich pokładów, lokalnej tektoniki itp. Ze względów praktycznych często trudno jest jednak zebrać niezbędny komplet informacji w drodze bezpośrednich badań strukturalno-wytrzymałościowych nadległego górotworu. Cenne są przeto również informacje pośrednie o dynamicznych jego cechach, które można uzyskać z pomiarów parametrów wstrząsów zarejestrowanych po strzelaniach wstrząsowych. Niezależnie bowiem od ściśle lokalnego osłabiania pokładu i skał bezpośrednio przyległych, strzelania wstrząsowe powodują powstanie fali sprężystej, która rozprzestrzenia się na znaczne odległości. Czoło tej fali przechodząc przez partie górotworu znajdujące się w stanie równowagi granicznej, wyzwala drobne lub większe wstrząsy wynikające z miejscowych źródeł nierównowagi. Dynamiczna suma tych wstrząsów jest rejestrowana przez aparaturę mikrosejsmologiczną w lokalnych sieciach kopalnianych lub sieci regionalnej GIG oraz przeliczane na umowną energię wstrząsu górotworu wywołanego strzelaniem (E, J).

W celu systematycznego zestawienia rejestrowanych energii wstrząsów górotworu po strzelaniach wstrząsowych z wielkością zagrożenia tąpaniami zebrano dane kopalniane w liczbie ok. 160 i przedstawiono je na wykresie (rys. 1). Dane te obejmują każdorazowo: sumaryczną masę łącznie odpalonego ładunku materiału wybuchowego (W, kg), energię zarejestrowanego wstrzą-



Rys. 1. Zależność energii sejsmicznej wstrząsu (K) od masy ładunku materiału wybuchowego (W) przy strzelaniach wstrząsowych

su sejsmicznego górotworu (E, J) oraz zagrożenie tąpaniami ocenione na podstawie dołowych obserwacji aktywności górotworu (wiercenia sondażowe, obserwacje akustyczne, odprężenia calizny itp.).

Przeanalizowane przypadki strzelań wstrząsowych obejmują pełny przedział zmienności - od całkowitego braku zagrożenia tąpaniami (dolna część wykresu) do silnych tąpań sprowokowanych strzelaniem (górna część wykresu). Ważne z punktu widzenia dalszej analizy dane dotyczące całkowitego braku zagrożenia tąpaniami uzyskano przeprowadzając specjalne strzelania w otworach rozmieszczonych wokół chodników założonych na małej głębokości w pokładzie oraz całym górotworze nieskłonnym do tąpań (Kop. Dośw. M-300 w Zabrzu). Natomiast dane o sprowokowanych tąpaniach oraz wstrząsach o różnej energii uzyskano z kopalń: Wujek, Szombierki, Pokój, Wieczorek, Zabrze, Dymitrow oraz Kazimierz-Juliusz.

Jak widać z przedstawionego wykresu energię wstrząsu sejsmicznego zarejestrowanego po strzelaniu, można podzielić na dwie części, a mianowicie:

a) część pochodzącą od bezpośredniego działania materiału wybuchowego,
b) część pochodzącą od sejsmicznego pobudzenia (aktywności) otaczającego górotworu.

Pierwszą z nich wyrażają na wykresie wartości rzędnych punktów prostej A bądź następujące równanie empiryczne:

$$E = e^{0,0568\,W}, \tag{4}$$

gdzie:

E - umowna energia sejsmiczna, J,

W - wielkość sumarycznego ładunku materiału wybuchowego, kg,

e - podstawa logarytmów naturalnych (2,7183).

Natomiast część energii pochodząca z oddziaływania górotworu wyrażona jest na wykresie elewacją rzędnej punktu reprezentującego określone strzelanie - ponad poziom określony prostą A. Prosta B przedstawia warunki słabego zagrożenia, C - zagrożenia silnego, natomiast powyżej prostej D istnieje pewność wystąpienia tąpnięcia. Charakterystyczne jest, że punkty reprezentujące ten ostatni przedział zagrożenia skupione są w większości po lewej stronie wykresu, co oznacza, że przy bardzo dużym zagrożeniu tąpnięciem wystarczy niewielki ładunek materiału wybuchowego dla jego sprowokowania.

Stwierdzone zależności pozwalają więc na ustanowienie dynamicznej skali zagrożenia tąpaniami i wykorzystanie podanego wykresu dla oceny i zwalczania tego zagrożenia. W tym celu można stosować następujące równanie:

$$T = \log E_r - 0,015\,W, \tag{5}$$

gdzie:

T - wskaźnik zagrożenia tąpnięciem (będący logarytmem dziesiętnym części energii wstrząsu mierzonej ponad prostą A),

E_r - umowna (obliczeniowa) energia sejsmiczna wstrząsu rejestrowanego po strzelaniu wstrząsowym, J,

W - sumaryczna masa jednocześnie odpalonych ładunków MW, kg.

Skala zagrożenia tąpnięciem mierzonego wartością wskaźnika T jest następująca:

$0 < t \leqslant 2$ brak zagrożenia; prowadzenie robót górniczych bez ograniczeń;

$2 < T \leqslant 3$ zagrożenia niewielkie; konieczny sondaż otworowy lub pomiary sejsmoakustyczne;

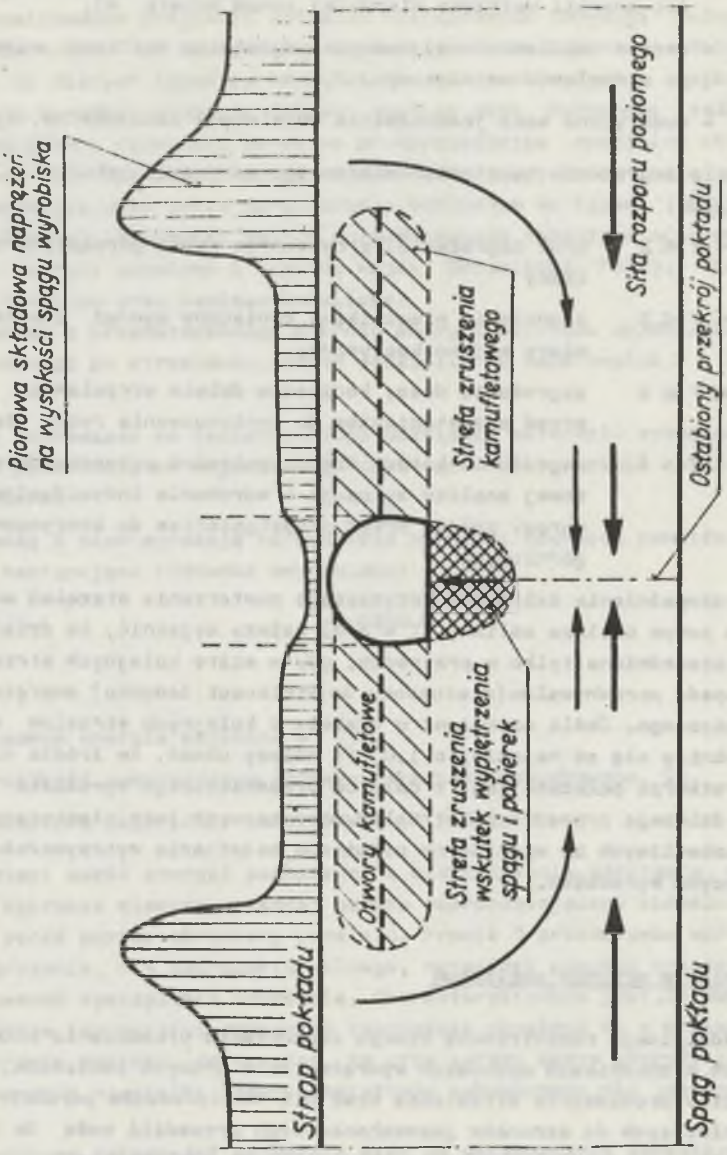
$3 \leqslant T \leqslant 4$ zagrożenie duże; konieczne dalsze strzelanie wstrząsowe przed przystąpieniem do kontynuowania robót górniczych;

$T > 4$ zagrożenie bardzo duże; konieczne przeprowadzenie kompleksowej analizy sytuacji i wdrożenie indywidualnego planu ochrony załogi przed przystąpieniem do kontynuowania robót górniczych.

W uzupełnianiu zalecenia dotyczącego powtarzania strzelań wstrząsowych w tym samym odcinku calizny (T = 3-4) należy wyjaśnić, że działanie takie jest uzasadnione tylko w przypadku, gdy w miarę kolejnych strzelań wyraźnie spada porównywalna (w stosunku do wielkości ładunku) energia wstrząsu sejsmicznego. Jeśli natomiast w trakcie 2 kolejnych strzelań wielkość T nie obniży się co najmniej o 1,0, to należy uznać, że źródło nierównowagi w górotworze położone jest z dala od przedmiotowego wyrobiska i zaprzestać dalszego prowadzania strzelań wstrząsowych jako nieskutecznych, a nawet szkodliwych ze względu na nadmierne osłabianie wytrzymałości skał otaczających wyrobisko.

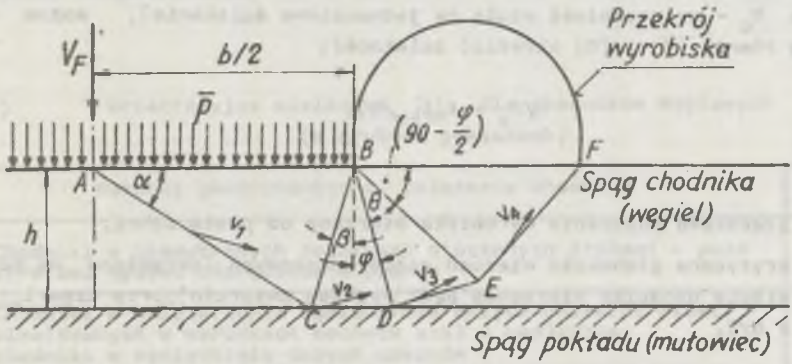
Chodniki w grubych pokładach

Oddzielnego rozpatrzenia wymaga zagadnienie prowadzenia strzelań wstrząsowych w chodnikach węglowych wydrążonych w grubych pokładach, gdzie niewłaściwe prowadzanie strzelania bądź nie dostosowanie parametrów robót strzelniczych do warunków geomechanicznych prowadzić może do wzrostu zagrożenia, a nawet spowodowania tąpnięcia. Na głębokościach większych od głębokości krytycznej skały otaczające wyrobisko, szczególnie zaś nie obudowany spąg wyrobiska skłonne są do wypiętrzania, wskutek czego powstaje pod wyrobiskiem strefa zruszenia o głębokości 1-3 m (w zależności od średnicy przekroju wyrobiska). Zasięg tej strefy można bez trudu określić me-



Rys. 2. Schemat sił działających na chodnik w grubym pokładzie

todą aerometryczną bądź metodę rozproszonego promieniowania gama. Prowadzenie strzelania w otworach bezpośrednio przyległych do tej strefy (poziomych, zaś szczególnie nachylonych w kierunku spągu) powoduje zniszczenie zwięzłości węgla w rejonie naroży przekroju wyrobiska i ruch luźnych mas węglowych ku górze. Schematyczny rozkład sił działających w górotworze w omawianym przypadku ilustruje rys. 2. Stateczność spągu węglowego można ocenić liczbowo, posługując się metodą nośności granicznej [7] warstwy spoczywającej na nieodkształcalnym podłożu. W omawianym przypadku warstwę tę stanowi część pokładu węglowego znajdującą się poniżej spągu wyrobiska ograniczona od dołu płaską powierzchnią niżej położonej warstwy iłowca bądź piaskowca. Schemat obliczenia stateczności pokazano na rys. 3. Na rysunku tym przez b oznaczono szerokość strefy obciążenia, przez $\bar{p}$ -



Rys. 3. Schemat obliczenia stateczności spągu węglowego metodą granicznej nośności warstwy na nieodkształcalnym podłożu

średnią wielkość pionowej składowej stanu naprężeń w płaszczyźnie spągu wyrobiska, przez h - grubość warstwy, przez φ - kąt tarcia wewnętrznego materiału warstwy, przez α, β oraz θ - kąty ukształtowania stref trójkątnych traktowanych jako elementy sztywne, zaś przez V_F, v_1, v_2, v_3 i v_4 - prędkości wymuszonych przemieszczeń. Ocenę górnej wartości obciążenia granicznego otrzymuje się w następującej postaci:

$$\bar{p}_{kr} = \frac{2hc}{b} \cdot \frac{\cos\varphi}{\sin(\alpha-\varphi)} \left[\frac{1}{\sin\alpha} + \frac{\sin\alpha}{\cos\beta \cdot \cos(\beta+2\varphi)} \right] + \frac{2hc}{b} \cdot \frac{\cos(\beta-\alpha+2\varphi)}{\sin(\alpha-\varphi) \cdot \cos(\beta+2\varphi)}$$

$$\times \left\{ (\mathrm{tg}\beta + \mathrm{tg}\varphi)\cos\varphi + \left(\frac{1}{\sin\varphi} + 1\right)\exp\left[\left(\frac{\pi}{2} - \varphi\right)\mathrm{tg}\varphi\right] - \frac{1}{\sin\varphi} \right\} \qquad (6)$$

Dla ośrodka idealnie spoistego ($\varphi = 0$) równanie to upraszcza się do następującej formy:

$$\bar{p}_{kr} = c\left[\frac{2h}{b}\left(\frac{1}{\sin^2\alpha} + \frac{1}{\cos^2\beta}\right) + \mathrm{tg}\beta + \frac{\pi}{2} + 1\right]. \qquad (7)$$

zaś dodatkowo dla schematu ciągłego pola deformacji pod strefą obciążoną, otrzymujemy:

$$\bar{p}_{kr} = c(4,57 + \frac{h}{b} + 0,25\frac{b}{h}), \qquad (8)$$

gdzie:

c - oznacza spójność węgla tworzącego warstwę spągową.

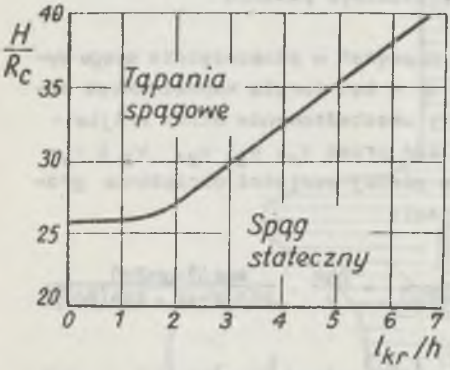
Zakładając, że naprężenia pionowe w strefie koncentracji w ociosie chodnika przyjmują rozkład wg trójkąta równoramiennego zbudowanego podstawą na poziomie γH i sięgającego wierzchołkiem wartości $3\gamma H$ (naprężenia średnie w sąsiedztwie chodnika wynosi więc $2\gamma H$) oraz podstawiając $c = 0,25 R_c$ (gdzie R_c - wytrzymałość węgla na jednoosiowe ściskanie), można na podstawie równań (7) i (8) określić zależność:

$$H/R_c = f(l_{kr}/h), \qquad (9)$$

gdzie:

H - głębokość położenia wyrobiska mierzona od powierzchni,

l_{kr} - krytyczna głębokość wierceń małośrednicowych (określona na podstawie dynamiki wiercenia bądź wychodu zwiercin), przy czym $l_{kr} = b/2$.



Rys. 4. Graniczna nośność spągu węglowego w wyrobisku korytarzowym

H - głębokość w m, R_c - wytrzymałość węgla na ściskanie w MPa, l_{kr} - krytyczna głębokość wierceń małośrednicowych w m, h - grubość węgla w spągu wyrobiska w m

Zależność tę przedstawiono wykreślnie na rys. 4. Pozwala ona na wyciągnięcie kilku ważnych wniosków dotyczących zagrożenia tąpaniami w chodnikach wykonanych w grubych pokładach węgla oraz zakresu możliwości prowadzenia strzelań wstrząsowo-kamufletowych w tych chodnikach. Jak bowiem można zauważyć z wykresu duża grubość węgla w spągu (h) oraz spadek R_c węgla wskutek osłabiających go strzelań wstrząsowych, wpływają decydująco na wzrost zagrożenia tąpnięciem spągowym.

Aby określić aktualny stan zagrożenia tąpnięciem w chodniku wydrążonym w grubym pokła-

dzie i ocenić możliwość bezpiecznego prowadzenia strzelań wstrząsowo-kamufletowych, należy:

1) zbadać wytrzymałość węgla (R_c) od spągu wyrobiska do spągu pokładu - za pomocą hydraulicznego penetrometru otworowego,

2) określić wielkość l_{kr} w drodze systematycznych wierceń małośrednicowych; w przypadku niemożności ustalenia zwiększonego wychodu zwiercin granicę tę określa się przez pomiar dynamiki górotworu w czasie wiercenia (przenośną aparaturą sejsmoakustyczną PAS-2).

Orientacyjne wielkości l_{kr} dla warunków chodników węglowych w kopalniach górnośląskich zestawiono w tablicy 1. Tablicą tą można się posługiwać w przypadku braku możliwości przeprowadzenia wyznaczenia wielkości l_{kr} sposobem bezpośrednim.

Tablica 1

Orientacyjne wielkości l_{kr} dla chodników węglowych (w grubych pokładach)

Warunki geomechaniczne, położenia chodnika	l_{kr}
Chodniki w niewybranych resztkach otoczonych zrobami - poza strefami wpływu odprężenia w pionie	2 m
Chodniki w bezpośrednim sąsiedztwie dużych obszarów wyeksploatowanych w warunkach mocnych skał w nadładzie; chodniki w sąsiedztwie dużych uskoków	4 m
Chodniki w rejonach eksploatacji w obrębie wpływu krawędzi wyżej lub niżej położonych pokładów (do ok. 50 m w pionie)	6 m
Chodniki w rejonach eksploatacji poza wpływem krawędzi wyżej lub niżej położonych pokładów	8 m
Chodniki z dala od pól wyeksploatowanych poza strefami krawędzi wyżej lub niżej położonych pokładów; chodniki położone w strefach bezpośredniego odprężenia wybraniem sąsiedniego pokładu (do ok. 30 m w pionie)	

Gdy wartość l_{kr} znana jest z bezpośredniego pomiaru, do obliczeń należy przyjmować każdorazowo wartość mniejszą, porównując uprzednio wynik wierceń z danymi zawartymi w tablicy 1. Następnie, korzystając z wykresu podanego na rys. 4, ustalić należy czy chodnik znajduje się w stanie statecznego spągu (z odpowiednią rezerwą) i jeśli tak jest,zaprojektować można roboty strzałowe w sposób nie osłabiający węgla w spągu. Jeśli jest to niemożliwe, należy zaniechać zamiaru prowadzenia strzelań wstrząsowo-kamufletowych jako niebezpiecznych. Gdy natomiast istnieje możliwość prowadzenia strzelań, należy bezwzględnie po odpaleniu 1-2 serii otworpw ponownie zbadać wytrzymałośc węgla w spągu na głębokość co najmniej 3 m i ocenić czy R_c nie obniżyło się do granic mogących spowodować tąpnięcie.

Decyzję o dalszym prowadzeniu robót strzelniczych powinno się podejmować tylko w przypadku istnienia odpowiedniego zapasu wartości R_c węgla pod wyrobiskiem.

Zasady likwidacji zagrożenia

W praktyce kopalń węgla zagrożonych tąpaniami zdarzają się zarówno sytuacje, w których wielokrotnie powtarzane strzelanie wstrząsowe w przodku przy braku jego postępu powoduje stale wstrząsy o wysokiej energii, mimo całkowitego zrujnowania ociosu, jak i przypadki wystąpienia tąpań po strzelaniu, która spowodowało wstrząs o znikomej energii. Świadczy to o złożoności występujących zjawisk i potrzebie indywidualnego podejścia do każdego odrębnego układu stosunków geologiczno-górniczych mających wpływ na zagrożenie tąpaniami. Podejście takie musi opierać się na geomechanicznej interpretacji rejestrowanych wstrząsów górotworu w powiązaniu ze znajomością lokalnej geologii, zaszłości eksploatacyjnych i aktualnej sytuacji górniczej.

W sejsmologii znany jest związek między energią wstrząsu a promieniem ogniska, które ten wstrząs spowodowało. Związek ten ma postać:

$$r_o = 0{,}27\ E_r^{0{,}333} \tag{10}$$

Oznacza to, że dla powszechnie spotykanych energii wstrząsu w przedziale od $1 \cdot 10^5$ J do $1 \cdot 10^9$ J średnica ogniska zmienia się w granicach od $2r_o = 25 - 536$ m, zaś dla średniej wartości $E_r = 1 \cdot 10^7$ J wynosi ona $2r_o = 115$ m.

Podaną zależność można byłoby wykorzystywać do orientacyjnej oceny zasięgu wpływów pojedynczego wstrząsu wywołanego strzelaniem na otaczający górotwór, gdyby istniała precyzyjna lokalizacja ogniska wstrząsu, szczególnie w zakresie składowej pionowej. Można byłoby określić mianowicie, które z przyległych warstw skalnych są przedmiotem pełnego bądź częściowego odprężenia wskutek wystąpienia wstrząsu. Pionowa współrzędna punktów ogniska mogłaby wskazywać ponadto czy wstrząs wystąpił wskutek pękania grubych warstw silnie zwięzłych i gruboławicowych skał zalegających ponad wyrobiskami bądź zrobami, czy też wyłącznie wskutek dynamicznego rozpadu fragmentu calizny węglowej otaczającej wyrobisko.

Istnieją przeto inżynieryjna przesłanki do planowej likwidacji zagrożenia, która to działanie powinno się opierać zdaniem autorów na następujących elementach:

1. Jeśli lokalizacja ognisk bądź typ nadległego górotworu wskazują na wyraźnie stropowy charakter zagrożenia (w wyrobiskach eksploatacyjnych), bądź też ogniska położone są w odległości poziomej większej niż 100 m od

najbliższego punktu czynnego frontu eksploatacji, zaś węgiel jest skłonny do tąpań, należy za zasadę przyjąć minimalne osłabianie skał bezpośrednio otaczających wyrobiska [6]; sprzyja temu stosowanie techniki kontrolowanego nawadniania pokładu otworami prostopadłymi lub równoległymi do czoła ściany oraz ograniczenie koncentracji wydobycia (skrócenie frontu, rozsunięcie sąsiednich frontów na dalszą odległość w kierunku postępu), zaś przede wszystkim stosowanie eksploatacji ze szczelną podsadzką, co wymaga opracowania i technicznego opanowania szczelnego podsadzenia ścian na dużych głębokościach.

Niewskazane jest natomiast stosowanie strzelań wstrząsowo-kamufletowych, a także wierceń odprężających.

2. Jeśli lokalizacja ognisk i typ górotworu wskazują na pokładowy charakter zagrożenia (w wyrobiskach chodnikowych oraz eksploatacyjnych), zaś węgiel jest skłonny do tąpań, należy stosować kontrolowane strzelanie wstrząsowo-kamufletowe z wykorzystaniem równania (5) dla oceny aktualnego stanu zagrożenia.

3. Stosowanie strzelania wstrząsowego i wstrząsowo-kamufletowego w wyrobiskach korytarzowych położonych na głębokości większej od krytycznej powinno być ograniczone do przypadków występowania mocnych skał w bezpośrednim spągu i stropie wyrobiska. Całkowitego wyeliminowania wymaga strzelanie wstrząsowo-kamufletowe w chodnikach usytuowanych w pokładach grubych, jeśli otaczające skały nie wykazują odpowiedniej rezerwy wytrzymałości (patrz rys. 4).

4. Na głębokości większej od krytycznej (określonej równaniem: $H_{kr} = 20 \cdot R_{cw}$, gdzie H_{kr} - w metrach, R_{cw} - wytrzymałość calizny węglowej na ściskanie, MPa) bezwzględnie nie powinno się drążyć chodników węglowych w obudowie z odrzwi otwartych w grubych pokładach - inaczej aniżeli po spągu pokładu.

Kierunki niezbędnych badań i rozwoju

Obecny stan zagrożenia tąpaniami w kopalniach węgla Górnośląskiego Zagłębia Węglowego charakteryzuje się następującymi głównymi elementami:

- duży udział tąpań w chodnikach, szczególnie objawiających się wypiętrzaniem spągu,
- narastająca dynamiki występujących wstrząsów z konsekwencjami w postaci licznych uszkodzeń starych budynków na powierzchni.

Wynika z tego konieczność prowadzenia intensywnych badań w następujących kierunkach [8, 9]:

- zasady kierowania załamywaniem się kompleksów warstw stropowych przez optymalne rozmieszczenie i ukierunkowanie frontów wybierania,

- środki zabezpieczenia spągu przed dynamicznym wypiętrzaniem,
- zasady klasyfikacji i oceny dynamicznej odporności budynków.

Niezależnie od wyników badań nad wymienionymi zagadnieniami, które w większości zostały podjęte i są realizowane w Głównym Instytucie Górnictwa, istnieje potrzeba działań technicznych - prowadzonych głównie w kopalniach, a obejmujących następujące kierunki:

- stosowanie obudów zamkniętych ŁPZ (V25 i V29 oraz ewent. ZOKP (wg Katalogu "Stalowa obudowa górniczych wyrobisk chodnikowych", Huta Łabędy) w chodnikach węglowych położonych na głębokości większej od krytycznej,
- stosowanie środków przeciwdziałających zniszczeniu spągu (przykotwione spągnice, kotwie linowe, iniekcje środków wiążących),
- wyraźne zwiększenie dokładności lokalizacji ognisk wstrząsów w kopalnianych sieciach sejsmologicznych (szczególnie - składowej pionowej),
- rozszerzenie frontu eksploatacji ze szczelną podsadzką hydrauliczną (przy zagrożeniu typu stropowego), przy minimalizacji szerokości wyrobisk ścianowych przed podsadzaniem.

Podstawowym zadaniem o charakterze badawczo-konstrukcyjnym jest opracowanie i wdrożenie odpowiednio wytrzymałych obudów dla ścian podsadzkowych zagrożonych tąpaniami - w tym bowiem zakresie ściany podsadzkowe pozostają znacznie w tyle za ścianami zawałowymi, gdzie wprowadzenie obudów FAZOS 12/28 i zbliżonych typem w zasadzie wyeliminowało całkowicie szkodliwe skutki tąpań.

LITERATURA

[1] Wierzchowska Z.: Podstawowe parametry geofizyczne tąpań i wstrząsów górotworu na Górnym Śląsku. Rozprawa doktorska GIG, 1976.

[2] Wierzchowska Z.: Mikrosejsmologiczne kryteria oceny stanu zagrożenia tąpaniami w kopalniach. Przegląd Górniczy, Nr 9, 1978.

[3] Biliński A.: Zagrożenie tąpaniami stropowymi w świetle rozeznania warunków naturalnych i górniczych. GÓRNICTWO, Rok 5, zeszty 1, 1981.

[4] Sonin S.D., Szejchet M.N., Czernika I.L., Łukiczew W.S.: Borba z puczieniem parod w gornych wyrabotkach. Izdat. Niedra, Moskwa 1966.

[5] Pietuchow J.M.: Gornyje udary na ugolnych szachtach. Izdat.Niedra,Moskwa 1972.

[6] Kidybiński A.: Zwalczanie tąpań w najgłębszych kopalniach świata. CUPRUM, Nr 2/1976.

[7] Izbicki R.J., Mróz Z.: Metody nośności granicznej w mechanice gruntów i skał. PWN, 1976.

[8] Kidybiński A., Biliński A.: Współczesne kierunki zwalczania zagrożenia tąpaniami. Wiadomości Górnicze, Nr 5, 1978.

[9] Kidybiński A.: Geomechaniczne podstawy szczelinowania grubych warstw piaskowcowych dla zapobiegania zagrożenia tąpaniami stropowymi. Zeszyty Probl. Górnictwa PAN, Nr 1, 1978, ss. 3-49.

Recenzent: Prof. dr hab. inż. Mirosław CHUDEK

Wpłynęło do Redakcji w maju 1983 r.

ПУТИ ПРЕОДОЛЕНИЯ ОПАСНОСТИ ГОРНОГО УДАРА В КРОВЛИ В КОРИДОРНЫХ РАЗРАБОТКАХ

Р е з ю м е

В работе дана геомеханическая характеристика горных ударов выступающих в угольных шахтах Верхнесилезского Угольного Бассейна, подчёркивая особенную роль компактных потолочных скал. На основании анализа сотрясающих взрывов в шахтах, разработано динамическую шкалу опасности от горных ударов использующую сейсмическую энергию сотрясений при камуфлетном стрелянии. Проанализированы опасности от горных ударов в штреках вырубленных в толстых связях угла и дан метод оценки состояния опасности и ограничения при ведении сотрясающих взрывов в этих штреках. Оговорены принципы ликвидирования опасности от горных ударов при введении развития средотв профилактики в зависимости от рода опасности кровельные, пластовые .

TRENDS IN THE SUPPRESSION OF THE HAZARD OF ROOF CRUMPING IN DOG HEADINGS

S u m m a r y

The paper gives the geomechanical characteristics of crumps occurring in coal mines in the Gliwice Coal-Mining Division, paying special attention to the role of the cohesive rock of the roofs. Basing on an analysis of shock blasting in collieries, a dynamical scale of crump hazards has been set up, making use of the seismic energy of schocks resulting from camouflet blasting. The crump hazard in headings driven in thick coal seams was analyzed and a method of evaluating the degree of emergency and of limiting it in the area in which shock blasting operations are being run. The paper discusses the principles of suppressing the hazard of crumping, differentiating the means of prevention in dependence on the type of hazard (roof crumping, seam crumping etc.).