

*Andrzej Nierobisz*

## ANALIZA WPLYWU OBCIĄŻEŃ DYNAMICZNYCH NA ZACHOWANIE SIĘ KOTWI

### Streszczenie

W kopalniach RPA, Kanady i Chile powszechnie stosuje się obudowę kotwioną w warunkach zagrożenia tapaniami. Wieloletnie badania doprowadziły do opracowania skutecznych sposobów ochrony wyrobisk przed skutkami tąpnięć.

W polskich kopalniach rud miedzi od wielu lat stosuje się samodzielną obudowę kotwioną w systemach komorowo-filarowych, przy dużej aktywności sejsmicznej górotworu. Rejestruje się wstrząsy o energiach dochodzących do  $10^9$  J. W większości przypadków po zaistniałych wstrząsach nie stwierdza się zmian w stropie i obudowie. Skutki destrukcji górotworu pojawiają się stosunkowo rzadko i zwykle są widoczne dopiero po pewnym czasie.

Począwszy od 1999 roku zaczęto wprowadzać w górnictwie polskim maksymalną prędkość drgań cząstek skały na obrzysie wyrobiska (*PPV*) jako miarę dynamicznego wpływu wstrząsu na rozpatrywany obiekt. Jest to wielkość mierzalna za pomocą aparatury geofizycznej, wyniki zaś odnosi się do stanu uszkodzenia wyrobiska, opracowując na jej podstawie kryteria uszkodzenia lub zniszczenia.

Przeprowadzone w kopalni „Polkowice-Sieroszowice” pomiary *PPV* obejmujące 102 zjawiska sejsmiczne o energiach od  $10^1$  do  $10^7$  J pozwoliły na zmierzenie maksymalnej amplitudy prędkości drgań, która wynosiła 0,197 m/s. Powyższą wartość *PPV* zmierzono przy energii wstrząsu równej  $5,5 \cdot 10^5$  J z odległości 64 m. W przypadku żadnego z zarejestrowanych wstrząsów, nie zanotowano skutków w wyrobiskach. Wadą prowadzonych pomiarów był brak rejestracji zjawisk sejsmicznych, powodujących zniszczenie czy uszkodzenie wyrobiska oraz nieznaną lokalizację hipocentralnej ognisk wstrząsów. Rozważając wpływ zarówno parametru prędkości, jak i energii sejsmicznej na możliwość utraty stateczności wyrobiska autorzy powyższych badań stwierdzili, że uszkodzenie wyrobiska jest skutkiem dużej amplitudy prędkości drgań docierającej do wyrobiska, natomiast o zasięgu skutków decyduje głównie energia sejsmiczna zjawiska.

Drugim rodzajem badań, jakie wykonano we wszystkich kopalniach LGOM, były pomiary *PPV* podczas robót strzałowych. Drgania mierzono głównie w odległości 8 i 16 m od przodka, w którym prowadzono roboty strzałowe. Maksymalna prędkość drgań *PPV*, jaką zmierzono w odległości 8 m, wynosiła 0,1 m/s. W miarę wzrostu odległości amplitudy *PPV* zmniejszały się. Analizując uzyskane wyniki autorzy powyższych badań stwierdzili, że dynamika i charakter drgań zależą od wielu czynników, do których należą: wielkość odpalanego ładunku materiału wybuchowego, odległość od miejsca odpalania, współczynnik tłumienia drgań, technika i sposób strzelania, rodzaj materiału wybuchowego, budowa geologiczna ośrodka skalnego.

W Polsce zagrożenie tapaniami występuje w 28 kopalniach (60% czynnych kopalń). Obserwując zaistniałe w ostatnich dziesięciu latach przypadki tąpnięć można zauważyć stałą tendencję zwiększania się ich skutków w postaci uszkodzeń obudowy w wyrobiskach korytarzowych. Aktualnie podstawowym sposobem zabezpieczania tych wyrobisk przed skutkami tąpnięć jest stosowanie mocniejszych profili odrzwi, ich zagęszczenie oraz wzmocnienie za pomocą podciągów podbudowanych stojakami typu Valent lub SV. Praktyka jednak wykazała, że te zabezpieczenia nie są wystarczające. Dlatego też podjęto prace nad zastosowaniem odpowiednich kotwi, które w połączeniu z elementami obudowy stanowiłyby lepszą ochronę wyrobisk korytarzowych przed skutkami tąpnięć.

Do realizacji powyższych badań wytypowano wyrobiska korytarzowe, w rejonie których rejestrowane były wstrząsy o energiach większych niż  $1 \cdot 10^4$  J. W wyrobiskach tych założono stanowiska pomiarowe obejmujące odcinki długości około 3 m, w których między odrzwiami obudowy podporowej zabudowano kotwie pomiarowe i rozwarstwieniomierz oraz repery do pomiaru konwergencji.

Drugim sposobem realizacji powyższych badań było symulowanie wstrząsów za pomocą detonacji materiału wybuchowego w stropie wyrobisk wykonanych w samodzielnej obudowie kotwiowej.

W sumie wykonano badania wpływu naturalnych wstrząsów górotworu na zachowanie się kotwi w czterech wyrobiskach oraz w dwóch wyrobiskach badano wpływ wstrząsów symulowanych za pomocą detonacji materiału wybuchowego na zachowanie się chodnika wykonanego w samodzielnej obudowie kotwiowej. Uzyskano obszerny materiał badawczy, który opracowano w formie tabelarycznej i graficznej. Najważniejsze spostrzeżenia z tych badań są następujące:

1. Sumaryczna energia sejsmiczna wyemitowana przez górotwór w okresie prowadzenia badań (od 84 do 134 dni) wahała się w granicach od  $3,1 \cdot 10^6$  do  $1,3 \cdot 10^7$  J. Spowodowało to wzrost obciążenia kotwi maksymalnie o 19 kN. Żaden z zarejestrowanych wstrząsów nie spowodował widocznych uszkodzeń wyrobisk.
2. Rejestrowana energia sejsmiczna w hipocentrum nie jest jednoznacznym parametrem charakteryzującym stan zagrożenia tąpnięciem w wyrobisku.
3. W wyniku badań wpływu wstrząsów wywołanych detonacją materiału wybuchowego na zachowanie się wyrobiska wykonanego w samodzielnej obudowie kotwiowej uzyskano następujące wyniki:
  - maksymalna wypadkowa amplituda prędkości drgań *PPV* po odpaleniu 5 kg materiału wybuchowego wyniosła w rejonie I, 97 mm/s w odległości 1,0 m od miejsca odpalenia,
  - maksymalna wypadkowa amplituda prędkości drgań *PPV* po odpaleniu 5 kg materiału wybuchowego wyniosła w rejonie II, 52 mm/s w odległości 0,5 m od miejsca odpalenia,
  - testy nośności wykonane przed i po strzelaniu wykazały, że nie nastąpiło naruszenie połączenia kotwi z górotworem; badania ciągłości wklejania żerdzi przed i po strzelaniu również nie wykazały żadnych zmian,
  - wizualnym efektem oddziaływania detonacji materiału wybuchowego na obudowę kotwiową było wyrwanie siatki opinającej strop między okładzinami w miejscu wykonania otworu strzałowego.

### **Influence analysis of dynamic charges on anchor maintenance**

#### **Abstract**

In mines of South Africa, Canada and Chile universally complies casing anchor in circumstances of crumps threat. Many years' researches and practical experiences brought to elaboration efficient manners of excavations protection before crumps.

From many years in Polish mines of ores copper complies independent anchor casing in lock-pillar systems, at large seismic orogene activities. On registers shocks with energies close to  $10^9$  J. In most of chances after shocks does not ascertain changes in ceiling and to casing.

Effects of orogene destruction appear comparatively seldom and usually are visible only some time later. From 1999 started introducing in Polish mining maximum speed of twitches of small parts of rock within excavations (*PPV*) as measure dynamic influence of shock on examined object. This is a measurable size by means geophysical apparatuses, results while behaves to state of damage of excavation, working out on her base criterions of damage or destructions.

*PPV* measurements effected in mine „Polkowice-Sieroszowice” embracing 102 occurrences seismic with energies from  $10^1$  J to  $10^7$  J permitted on measuring maximum amplitudes of twitches speed, which carried out 0,197 m/s. Above *PPV* value measured at energy shock equal  $5,5 \cdot 10^5$  J from distances 64 m. In no chance from registered shocks, it did not note any results in excavations. Measurement defect was lack of registration of seismic occurrences, causing destruction whether damage of excavation and unacquaintance of hypo central location of fireplaces of shocks. Considering influence both of parameter of speed, as seismic energy on possibility of loss of sedateness of excavation authors above researches ascertained, that damage of excavation is result large amplitudes of twitches speed reaching to excavations, instead about range of results decides mostly seismic energy of occurrences.

Second kind of researches, which executed in all LGOM mines, was *PPV* measurements during blasting - works. Twitches were measured mostly in distances 8 and 16 m from ancestor, in which one drove blasting work. Maximum *PPV* twitches speed, which measured in distances 8 m, carried out 0,1 m/s. Making distance higher an amplitude of *PPV* grew less. Analysing obtained results authors above researches ascertained, that dynamics and character of twitches depend from many factors, which belong: size of lighted out load of explosive material, distance from places of lighting, coefficient of twitches suppression, technics and manner of shots, kind of explosive material, geological build of rock.

In Poland crump threat is in 28 mines (60% of active mines). Observing appeared in last ten years crump chances can notice constant tendency of their result growing in figure of casing damages in corridor excavations. At present basic manner of protecting these excavations before crump results is usage more strong profiles of doorframe, their condensation and strengthener by means elevator with stands of Valent or SV type. Practice however showed, that these protections are not sufficient. That's why it undertook works over use suitable anchor, which in connection with elements of casing would determine better protection of corridor excavations before crump results. To realisation above researches it chose excavations corridor, in region of which registered former shocks with greater energies than  $1 \cdot 10^4$  J. In excavations these it founded measuring positions with length sections of about 3 m, where between doorframe of support casing it built over anchor measuring – and stratify meter and bench marks to convergence measurement.

Second manner of realisation above researches was simulation of shocks by means of detonation of explosive material in ceiling of excavations executed in independent anchor casing.

In sum it executed researches of influence natural orogene shocks on anchor maintenance in four excavations, in two excavations researched influence of simulated shocks by means of detonation of explosive material on maintenance of pavement executed in independent anchor casing. It obtained spacious investigative material, which worked out in tabular and graphic form. Most important aware nesses from these of investigations are following:

1. Total seismic energy emitted by orogene in period of researches (from 84 to 134 days) hesitated in borders from  $3,1 \cdot 10^6$  to  $1,3 \cdot 10^7$  J. This caused height of charge anchor maximally to 10 kN. Any registered shocks did not cause of visible damages of excavations.
2. Registered seismic energy in hypocenter is not univocal parameter characterising state of threat crump in excavation.
3. In result of researches of influence of shocks called out with detonation of explosive material on maintenance of excavation executed in independent anchor casing it obtained following results:
  - maximum resultant amplitude of PPV twitches speed after lighting 5 kg of explosive material lofty in region I, 97 mm/s in distances 1,0 m from places of lighting,
  - maximum resultant amplitude of PPV twitches speed after lighting 5 kg of explosive material lofty in region II, 52 mm/s in distances 0,5 m from places of lighting,
  - tests of carrying capacity executed before and after shots showed, that did not disturbing of anchor connection with orogene; research of continuity of pole inserting before and after shots also did not show of any changes,
  - visual effect of influence of explosive material detonation on anchor casing was wrench of net lapping ceiling between facings in place of blasting – opening.

## WPROWADZENIE

Liczne przypadki wyrzucania lub wypychania mas skalnych do wyrobisk w czasie tąpnięć w kopalniach RPA, Kanady, Chile spowodowały, że podjęto prace zmierzające do opanowania tego zjawiska. Badania wykazały, że nie ma prostej zależności między zakresem i natężeniem szkody w podziemnych wyrobiskach a wielkością energii sejsmicznej, która przypuszczalnie jest zasadniczą przyczyną lub wyzwaczem wyrzutu skał (Kidybiński i inni 1995, Ortlepp 1994, X.Yi., Kaiser P.K. 1994).

Zdarzenia o dużej energii sejsmicznej są zwykle wynikiem ścinającego przesunięcia skał na istniejących uskokach lub innych nieciągłościach geologicznych. Parametry źródła takie, jak rozmiary powierzchni poślizgu, a w szczególności prędkość poślizgu, są wciąż w większości przypadków nieznanne i kontrowersyjne, chociaż odpowiednie badania sejsmologiczne dostarczają coraz więcej wartościowych informacji na ten temat. Z tego względu oraz z uwagi na to, że rzeczywiste pomiary w sąsiedztwie powstających szkód były wykonywane bardzo rzadko, podjęto próbę

wykorzystania maksymalnej prędkości drgań cząstek górotworu (*PPV*), jako wyznacznika szkody wywołanej przemieszczeniem skał do wyrobiska. W celu określenia czy jest konieczne podparcie, czy zahamowanie przemieszczenia się skał do wyrobiska, przyjęto koncepcję przemieszczenia bloku skalnego pod wpływem działania impulsu zewnętrznego (Ortlepp 1994).

W polskich kopalniach rud miedzi od wielu lat stosuje się samodzielną obudowę kotwiovą, przy dużej aktywności sejsmicznej górotworu. Rejestruje się wstrząsy o energii dochodzącej do  $10^9$  J (Szczerbiński, Mirek 2002). W większości przypadków po zaistniałych wstrząsach nie stwierdza się wyraźnych zmian w stropie i obudowie. Tym niemniej obserwuje się wiele niekorzystnych zjawisk będących skutkami wstrząsów (Bugajski i inni 1995). Począwszy od 1999 roku (Kidybiński 1999), jako miarę dynamicznego wpływu wstrząsu na wyrobisko zaczęto przyjmować maksymalną prędkość drgań cząstek górotworu (*PPV*). Ponieważ w praktyce funkcjonowało wiele empirycznych kryteriów szkodliwości oddziaływań dynamicznych na wyrobisko, przeprowadzono pomiary *PPV* w warunkach występowania wstrząsów sejsmicznych oraz podczas wykonywania robót strzałowych.

W polskich kopalniach węgla kamiennego zagrożenie tapaniami występuje w 28 zakładach górniczych (60% czynnych kopalń) (Szczerbiński, Mirek 2002). Obserwując zaistniałe w ostatnich dziesięciu latach przypadki tąpnięć można zauważyć stałą tendencję do zwiększania ich skutków w postaci uszkodzeń obudowy w wyrobiskach korytarzowych. Obecnie podstawowym sposobem zabezpieczania tych wyrobisk przed skutkami tąpnięć jest stosowanie mocniejszych profili odrzwi, ich zagęszczanie oraz wzmacnianie za pomocą podciągów podbudowanych stojakami typu Valent lub SV. Praktyka jednak wykazuje, że zabezpieczenia takie nie są wystarczające. Dlatego podjęto prace w celu zastosowania odpowiednich kotwi, które w połączeniu z elementami obudowy podporowej stanowiłyby lepszą ochronę wyrobisk korytarzowych przed skutkami tąpnięć.

W niniejszym artykule przedstawiono dotychczasowe wyniki prowadzonych prac oraz sformułowane na ich podstawie wnioski.

## **1. DOŚWIADCZENIA ZAGRANICZNE W STOSOWANIU OBUDOWY KOTWIOWEJ W WARUNKACH WYSTĘPOWANIA WSTRZĄSÓW I TAPAŃ**

Wiele lat doświadczeń w głębokich kopalniach złota i platyny RPA (Wojno 1994) oraz analiza wszelkich dostępnych danych na temat pracy obudowy kotwiowej w trudnych warunkach obciążeń wykazały, że jedną z najważniejszych wad konwencjonalnych obudów kotwiovych jest ich ograniczona podatność. W latach osiemdziesiątych XX wieku, po raz pierwszy opracowano teoretyczne podstawy oceny wymagań projektowych dla kotwi podatnych. Udowodniono między innymi, że w warunkach obciążeń dynamicznych takich, jak tąpnięcia, najważniejszym parametrem obudowy nie jest jej nośność, lecz zdolność wykonywania pracy podczas dynamicznej deformacji skał otaczających wyrobisko, a w rezultacie do dysypowania energii sejsmicznej.

Stacey i Ortlepp (1999) opisali kilka możliwych rodzajów szkód powstałych w wyniku tąpnięcia. Zasugerowali oni, że przy założeniu odpowiedniej zwięzłości skały między kotwiami problem kontroli przemieszczeń dynamicznych, bez względu na to jaki jest ich mechanizm, może być zredukowany do modelu przemieszczenia masy.

Założono, że pojedyncza kotew obciążona jest wydzielonym z górotworu blokiem skalnym o masie  $m$ . Impuls zewnętrzny obciążenia powoduje wyrzucenie pojedynczego bloku o masie  $m$ , przy pewnej zakładanej realnej prędkości początkowej  $V$ . Wpływ na kotew będzie więc uzależniony od wielkości generowanej przez blok energii kinetycznej  $E_K$ , wyrażonej wzorem

$$E_K = \frac{mV^2}{2} \quad (1)$$

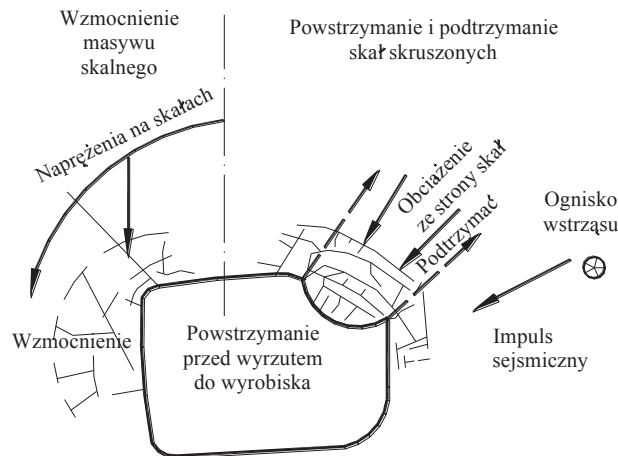
która może być absorbowana w wyniku plastycznego odkształcenia stali w przypadku konwencjonalnej obudowy lub rozproszona przez tarcie i inny opór w przypadku kotwi podatnych.

W rejonach o dużej aktywności sejsmicznej spękanie skały w czasie tąpnięcia przemieszczają się z prędkością 3 m/s i większej. Aby możliwe było zatrzymanie przemieszczających się do wyrobiska mas skalnych bez poważnych jego uszkodzeń, obudowa musi zabsorbować przekazaną energię kinetyczną (Ortlepp 1994).

Biorąc pod uwagę wszystkie znane fakty, w RPA opracowano specyfikację przydatną do projektowania podatnych obudów kotwionych (Wojno 1994). Zgodnie z tą specyfikacją podstawowym wymogiem dla obudowy jest kryterium pracy wykonywanej przez kotew podatną. Wartość tej niezbędnej, minimalnej pracy dla warunków południowoafrykańskich kopalń złota ustalono na 25 kJ. Praca wykonywana natomiast przez tradycyjną kotew ekspansywną nie przekracza 3 kJ.

W czasie prowadzonych badań przyjęto uproszczony model współpracy obudowy kotwionej z górotworem (Kaiser 1993). Zgodnie z nim zasadnicze funkcje systemów obudowy kotwionej w przypadku występowania tąpnięć powinny być następujące (rys. 1):

- wzmocnienie masywu skalnego,
- powstrzymanie przemieszczenia skruszonego materiału skalnego w wyniku tąpnięcia.



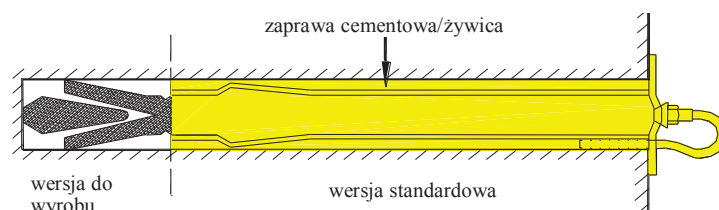
**Rys. 1.** Funkcje systemów obudowy według Kaisera (X.Yi, Kaiser 1994)

**Fig. 1.** Functions of casing systems according to Kaiser (X.Yi, Kaiser 1994)

W przypadku wzmocnienia obudowa powinna zwiększyć samonośność masywu skalnego i zapewnić integralność systemu „skała–obudowa”. W drugim przypadku zadaniem systemu obudowy jest powstrzymanie przemieszczania skruszonych mas skalnych do wyrobiska.

W rezultacie badań (Wojno 1994), tak z zakresu mechanizmu wzmacniania górotworu, jak też dynamiki zjawiska i możliwości praktycznego zastosowania, opracowana została kotew, którą nazwano Cone Bolt. Jest to kotew, która sprawdziła się jako najbardziej efektywne rozwiązanie obudowy w rejonach, gdzie występują duże zmiany naprężeń w górotworze, groźne zjawiska sejsmiczne oraz znaczne deformacje górotworu w warunkach quasi-statycznych i dynamicznych.

Z uwagi na zastosowany mechanizm generowania nośności kotew Cone Bolt w podstawowy sposób różni się od konwencjonalnych wklejanych/cementowanych kotwi (rys. 2). Kotew ta z łatwością spełnia, a nawet przekracza wymóg minimalnej ilości pracy równej 25 kJ.



Rys. 2. Schemat budowy kotwi Cone Bolt (Wojno 1994)

Fig. 2. Schema of anchor Cone Bolt construction (Wojno 1994)

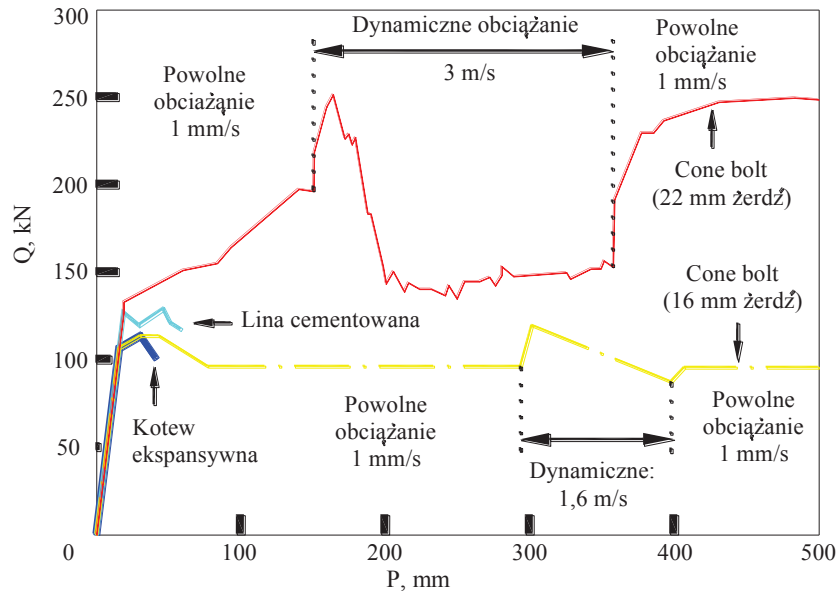
Do najciekawszych cech tej obudowy można zaliczyć:

- zakres upodatnienia: 0,5 m lub większy, przy prędkości obciążenia do ponad 12 m/s i przy utrzymaniu zadanej nośności od kilkudziesięciu do ponad 200 kN,
- łatwą integrację z innymi elementami obudowy jak siatki, liny itp.,
- łatwą instalację kotwi nawet w otworach drażonych w intensywnie spękanej skale,
- niezależność od jakości cementowania – zalecany zakres wytrzymałości lepiszcza wynosi od 25 do 60 MPa,
- oszczędność wykorzystanego lepiszcza, ze względu na charakterystykę pracy kotwi, która praktycznie uniezależniona jest od długości wklejania.

Typowe charakterystyki pracy kotwi konwencjonalnych oraz Cone Bolt o dwóch różnych średnicach żerdzi przedstawiono na rysunku 3.

W kopalniach kanadyjskich (X.Yi., Kaiser P.K. 1994) jednym z najniebezpieczniejszych rodzajów niszczenia w czasie tąpnięcia jest wyrzucanie lub wypychanie skał do wyrobiska. Kotwie konwencjonalne (prętowe) podlegające obciążeniom udarowym wyrzucanymi masami skalnymi nie chroniły wyrobisk. W celu opracowania kotwi przeznaczonych do stosowania w warunkach tąpnięć opracowano model, którego zadaniem było podtrzymanie mas skalnych. Model ten składał się

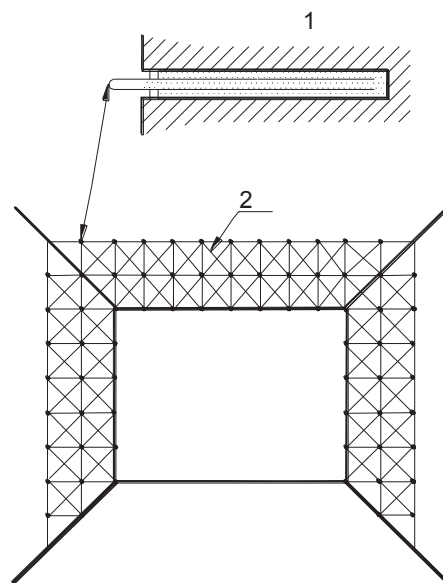
z bloku skalnego przykotwionego do górotworu. W wyniku przeprowadzonych badań stwierdzono, że do pochłaniania energii uderu i ochrony słabych połączeń można zastosować miękkie podkładki umieszczone między siatką a płytą czołową kotwi.



**Rys. 3.** Charakterystyki pracy Cone Bolt przy obciążeniach quasi-statycznych i dynamicznych (Wojno 1994): P – przemieszczenie, Q – obciążenie

**Fig. 3.** Characterisations of Cone Bolt work at quasi-stochastic and dynamic charges (Wojno 1994): P – dislocation, Q – charge

W największej podziemnej kopalni rud miedzi El Teniente w Chile (Kidybiński 1999) w projektowaniu obudów odpornych na działania sejsmiczne w warunkach tej kopalni uwzględnia się przede wszystkim wielkości spodziewanych obciążeń, parametry pochłaniania energii sejsmicznej i sposoby przeciwdziałania ruchom mas skalnych. Parametrami opisującymi intensywność ruchów mas skalnych w czasie zjawisk dynamicznych są: prędkość drgań cząstek i maksymalne ich przyspieszenie. W kopalni stosuje się różnego rodzaju systemy obudowy, które są zależne od rodzaju uszkodzeń. Dwadzieścia lat eksperymentów doprowadziło do opracowania w pełni skutecznego systemu obudowy, który składa się z kotwi linowych mocowanych w górotworze na zaprawie cementowej oraz stalowej siatki plecionej. Całość połączona jest systemem zciągów linowych naprzężanych (rys. 4). Od chwili jego zastosowania (1992 r.), mimo wielu silnych wstrząsów i tąpnięć w kopalni El Teniente, nie było poważnych uszkodzeń i zniszczeń wyrobisk korytarzowych.



Rys. 4. Schemat kotwiowej obudowy zaporowej w kopalni El Teniente (Chile):  
1 – kotew linowa wklejana, 2 – liny z siatką

Fig. 4. Schema of anchor barrage casings in mine El Teniente (Chile):  
1 – anchor lineal inserted, 2 – lines with net

## 2. POLSKIE DOŚWIADCZENIA W STOSOWANIU OBUDOWY KOTWIOWEJ W WARUNKACH WSTRZĄSÓW I TĄPAŃ

### 2.1. Ocena wpływu wstrząsów sejsmicznych na stateczność wyrobisk w Zakładach Górniczych „Polkowice-Sieroszowice”

W kopalniach rud miedzi od wielu lat stosuje się samodzielną obudowę kotwiową, przy dużej aktywności sejsmicznej górotworu. Rocznie rejestruje się średnio około 28 tysięcy wstrząsów górotworu. Energia tych wstrząsów dochodzi do  $10^9$  J (Szczerbiński, Mirek 2002).

W większości przypadków po zaistniałych wstrząsach nie stwierdza się widocznych zmian w stropie i obudowie. Skutki destrukcji stropu pojawiają się stosunkowo rzadko i zwykle są widoczne dopiero po pewnym czasie. Z przeprowadzonych badań i obserwacji wynika, że wstrząsy górotworu mogą powodować (Bugajski i inni 1995):

- spadek naciągu kotwi rozprężnych w granicach od 30 do 50%,
- zrywanie kotwi podczas opadania skał stropowych grubości zaledwie kilkadziesiąt centymetrów, których ciężar przypadający na jedną kotew jest niewspółmiernie mały w porównaniu z jej nośnością,
- obsypywanie skał wokół podkładki,
- wypadanie drobnych odłamków skalnych między kotwiami, pociągające za sobą proces dalszej destrukcji stropu,



- powstawanie szczelin między skotwionymi warstwami, a następnie ich pękanie,
- obwały skał stropowych,
- przemieszczanie skał ociosowych do wyrobiska (urobienie ociosów),
- wypiętrzanie spągu.

Dotychczas dokonywane oceny stanu zagrożenia tąpnięciami i obwałami były wypadkową analizy warunków geologiczno-górnicznych oraz prognozowanego poziomu aktywności sejsmicznej, to jest liczby i energii zjawisk. Generalnie, poprawność takiego podejścia znajduje potwierdzenie w praktyce górniczej kopalń rud miedzi, ale nie zawsze. Odnotowano przypadki, gdy przy wysokiej aktywności sejsmicznej (w tym wstrząsów wysokoenergetycznych), nie występowały tąpnięcia czy obwały (Grzybek i inni 2000).

Począwszy od 1999 roku maksymalną prędkość drgań cząstek skały na obrysie wyrobiska (*PPV* – *Peak Particle Velocity* w m/s) zaczęto stosować jako miarę dynamicznego wpływu wstrząsu na wyrobisko (Kidybiński 1999). Jest to wielkość mierzalna za pomocą aparatury geofizycznej, zaś poprawność pomiarów uwarunkowana jest przyjęciem odpowiedniej metodyki postępowania. Wyniki pomiarów odnosi się do stanu uszkodzenia wyrobiska, ustalając na tej podstawie kryteria jego uszkodzenia lub zniszczenia.

W publikacjach zagranicznych znaleźć można szereg empirycznych kryteriów, opracowanych przez różnych autorów, według których, próg szkodliwości oddziaływań dynamicznych na ośrodek skalny zawiera się w przedziale 0,2–0,4 m/s, natomiast całkowite zniszczenie wyrobiska następuje przy  $PPV > 0,9$  m/s (Nierobisz 1999). Różnice w wartościach kryterialnych, obliczanych przez poszczególnych autorów, wynikają z różnych warunków prowadzenia eksperymentów.

W celu sprawdzenia podanych wyżej wartości, w warunkach kopalń LGOM, dokonano obserwacji w jednym z oddziałów eksploatacyjnych kopalni „Polkowice-Sieroszowice” (Grzybek i inni 2000). Zbiór obserwacji obejmował 102 zjawiska sejsmiczne, z czego: 8 o energii  $10^7$  J, 6 o energii  $10^6$  J, 24 o energii  $10^5$  J, 22 o energii  $10^4$  J, 9 o energii  $10^3$  J, 24 o energii  $10^2$  J, 9 o energii  $10^1$  J. Odległości rejestrowanych wstrząsów mieściły się w przedziale od 35 do 500 m od stanowiska pomiarowego.

W wyniku przeprowadzonych badań określono zależności prędkości drgań górotworu od gęstości energii sejsmicznej wstrząsu, odległości epicentralnej i energii sejsmicznej. Zależność amplitudy prędkości drgań od energii sejsmicznej zjawisk dla ustalonej odległości epicentralnej  $D = 25$  m, została aproksymowana krzywą potęgową postaci

$$PPV_{25} = 2,2039E^{0,292} \quad (2)$$

gdzie:

$PPV_{25}$  – prędkość drgań w odległości epicentralnej  $D = 25$  m, mm/s;

$E$  – energia sejsmiczna, J.

Maksymalna pomierzona amplituda prędkości drgań wynosiła 0,197 m/s i pochodziła od wstrząsu o energii  $5,5 \cdot 10^5$  J z odległości 64 m. Żaden z zarejestrowanych

wstrząsów nie spowodował skutków w wyrobisku na przykład tąpnięć czy obwałowań. Wadą przeprowadzonych pomiarów był brak rejestracji zjawisk sejsmicznych, które powodowały skutki w wyrobiskach oraz nieznajomość lokalizacji hipocentralnej ognisk wstrząsów. Rozważając wpływ zarówno parametru prędkości, jak i wartości energii sejsmicznej na możliwość utraty stateczności wyrobiska autorzy stwierdzili, że uszkodzenie wyrobiska powoduje głównie amplituda prędkości drgań docierająca do wyrobiska, natomiast na zasięg skutków ma wpływ przede wszystkim energia sejsmiczna zjawiska.

## 2.2. Ocena wpływu robót strzałowych na stateczność wyrobisk w kopalniach rud miedzi

Pracownicy Laboratorium Sejsmologii i Sejsmiki Górniczej GIG podczas robót strzałowych w ZG Rudna, ZG Lubin i ZG Polkowice-Sieroszowice wykonali pomiary prędkości drgań stropu (*PPV*) (Pomiary... 1999). W sumie wykonano badania na 7 poligonach badawczych, gdzie pomierzono drgania w 20 punktach. Drgania stropu mierzono głównie w odległości 8 i 16 m od przodka, w którym prowadzono roboty strzałowe. Autorzy cytowanych badań stwierdzili, że maksymalne prędkości drgań *PPV* nie przekroczyły, na 8 metrze i dalszych, wartości 100 mm/s. W miarę wzrostu odległości amplitudy *PPV* zmniejszały się. Szczegółowe wyniki przedstawiono w tablicy 1.

**Tablica 1.** Wyniki pomiarów amplitudy prędkości drgań *PPV* (Pomiary... 1999)

Zakład Górniczy Oddział	Odległość od miejsca wykonywania robót strzałowych <i>D</i> , m	Amplituda prędkości drgań <i>PPV</i> , mm/s	Całkowita ilość MW odpalana w przodku <i>Q<sub>C</sub></i> , kg	Ilość MW na zwłokę <i>Q<sub>Z</sub></i> , kg
Lubin, G-6	9,0	68	24,0	brak danych
	14,4	48	24,0	
	21,6	18	24,0	
Lubin, G-1	8,5	24	33,6	1,6
	16,5	7	33,6	1,6
	8,5	62	33,6	6,4
	16,5	15	33,6	6,4
Polkowice-Sieroszowice G-61, poch. B-1	6,4	132	41,4	9,0
	11,2	65	41,4	9,0
	15,6	57	41,4	9,0
	20,7	11	41,4	9,0
Polkowice-Sieroszowice G-61, K-17	3,9	296	72,0	9,0
	8,0	96	72,0	9,0
	18,3	5	72,0	9,0
Rudna Zachodnia T-150, I w-150	3,0	592	98,0	12,6
	11,5	57	98,0	12,6
	15,5	21	98,0	12,6
Rudna Główna G-7/3, K-18	7,8	109	263,2	11,2
	18,3	71	203,2	11,2
Rudna G-23/2	3,5	156	315,9	9,0
	12,4	71	315,9	9,0
	20,6	42	315,9	9,0

Dynamika i charakter drgań zależy od wielu czynników, z których najważniejszymi są:

- wielkość odpalanego ładunku MW na zwłokę,
- odległość od źródła,
- współczynnik (lub funkcja) tłumienia drgań,
- technika i sposób strzelania,
- rodzaj materiału wybuchowego,
- budowa geologiczna ośrodka skalnego (szczególnie stropu bezpośredniego).

Ogólnie, maksymalna prędkość drgań cząstek gruntu wywołanych pracami strzałowymi (*PPV*) może być opisana zależnością empiryczną (Onderka, Śleziak 1995)

$$PPV = KQ^\alpha r^{-\beta} \quad (3)$$

gdzie:

- $K$  – współczynnik zależny od lokalnej budowy geologicznej górotworu;
- $\alpha, \beta$  – nieznane wykładniki potęgowe opisujące tłumienie,  $\alpha/\beta = n$ ;
- $r$  – odległość od miejsca strzelania;
- $Q$  – masa ładunku MW na jedną zwłokę.

W celu uproszczenia obliczeń wprowadzono pojęcie ładunku względnego (zredukowanego)

$$R_o = \frac{Q^n}{r} \quad (4)$$

Wobec powyższego zależność (3) przyjmuje postać

$$PPV = K(R_o)^\beta \quad (5)$$

Współczynnik  $K$  oraz wykładniki potęgowe  $\alpha$  i  $\beta$  w równaniu (3) wyznacza się doświadczalnie z pomiarów sejsmicznych w danych warunkach górniczo-geologicznych. Pewien problem stanowi określenie stosunku wykładników potęgowych dla  $n$ . Z praktyki wynika że  $n$  może przyjmować, w zależności od lokalnych warunków, wartości od 1/3 do 2/3. Dla uproszczenia obliczeń zależności między prędkością drgań *PPV* i ładunkiem względnym  $R_o$ , opisano trzema krzywymi regresji dla  $n = 1/2$ ,  $n = 1/3$  i  $n = 2/3$ . Dla każdej krzywej regresji dokonano oceny dopasowania modelu. Najlepsze dopasowanie modelu  $R^2 = 0,7869$  uzyskano dla wykładnika potęgowego  $n = 2/3$ . Równania tych krzywych regresji przyjmują formę (Określenie... 2002):

$$PPV = 305,5 (R_o)^{1,0655} \text{ dla } n = 1/3 \quad (6)$$

$$PPV = 327,6 (R_o)^{1,0655} \text{ dla } n = 1/2 \quad (7)$$

$$PPV = 282,9 (R_o)^{1,0625} \text{ dla } n = 2/3 \quad (8)$$

gdzie:

$R_o$  – ładunek względny (zredukowany) –  $R_o = (Q_z^n/r)$ , kg/m;

$Q_z$  – ładunek na 1 zwłokę, kg;

$r$  – odległość od miejsca strzelania, m;

$PPV$  – maksymalna prędkość drgań cząstek ośrodka, mm/s.

Na podstawie powyższych zależności oraz danych pomiarowych zawartych w tabelicy 1 podjęto próbę znalezienia związku między amplitudą prędkości drgań stropu a wielkością ładunku materiału wybuchowego względnego i odległości od miejsca jego odpalenia. Uzyskano empiryczną zależność o współczynniku korelacji  $R^2 = 0,7681$  określoną wzorem (rys. 9)

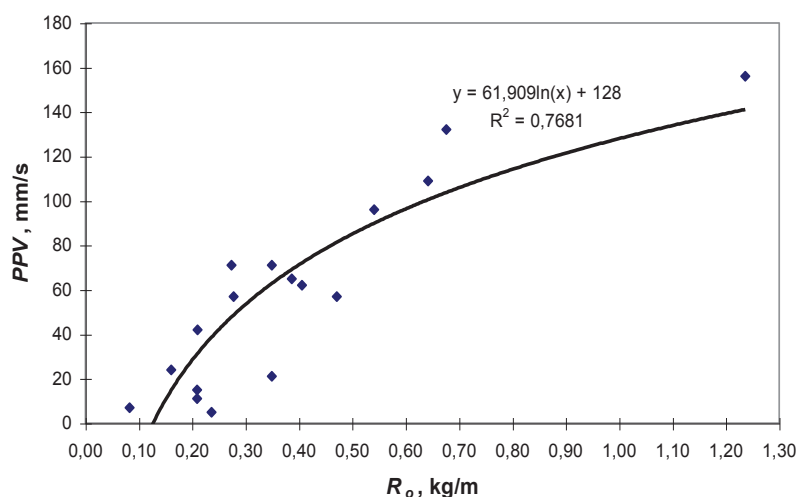
$$y = 61,909 \ln(x) + 128 \quad (9)$$

gdzie:

$y$  – amplituda prędkości drgań stropu,  $y = PPV$ , mm/s,

$x$  – iloraz wielkości ładunku materiału wybuchowego na zwłokę  $Q_z$  (kg) i odległości od miejsca odpalenia  $r$  (m), gdzie

$$x = \frac{Q_z^{\frac{2}{3}}}{r}$$



**Rys. 5.** Zależność prędkości drgań stropu  $PPV$  od wielkości ładunku względnego  $R_o$  (badania wykonane w KGHM) (Pomiary... 1999)

**Fig. 5.** Dependence of ceiling  $PPV$  twitches speed from sizes of relative load  $R_o$  (researches executed in KGHM) (Pomiary... 1999)

Celem opisanych badań był pomiar prędkości drgań stropu w czasie wykonywania robót strzałowych. Nie wykonywano żadnych pomiarów stanu obudowy i stateczności wyrobiska, prowadzono jedynie obserwacje wizualne, które nie wykazywały żadnych zmian w stosunku do stanu pierwotnego.

### 2.3. Ocena wpływu wstrząsów górotworu na zachowanie się kotwi w kopalniach węgla

W Głównym Instytucie Górnictwa przeprowadzono badania wpływu obciążeń dynamicznych na zachowanie się kotwi (Badania... 2002). Celem badań była obserwacja zachowania się kotwi w czasie występowania wstrząsów górotworu indukowanych eksploatacją górnictwem. Zakres badań obejmował następujące pomiary:

- obciążania kotwi,
- rozwarstwienia skał stropowych,
- konwergencji wyrobiska,
- nośności kotwi,
- maksymalnej prędkości drgań górotworu (*PPI*),
- ciągłości wklejania żerdzi w górotworze.

Do badań wytypowano wyrobiska korytarzowe, w rejonie których rejestrowane były wstrząsy o energiach większych niż  $1 \cdot 10^4$  J. W wyrobiskach tych założono stanowiska pomiarowe obejmujące odcinki długości około 3 m, w których między odrzwiami obudowy podporowej zabudowano kotwie pomiarowe i rozwarstwieniomierz oraz repery do pomiaru konwergencji.

Drugim sposobem realizacji badań było symulowanie wstrząsów za pomocą detonacji materiału wybuchowego w stropie wyrobisk wykonanych w samodzielnej obudowie kotwiowej.

Wykonano badania wpływu naturalnych wstrząsów górotworu na zachowanie się kotwi zabudowanych w następujących wyrobiskach (Badania... 2002):

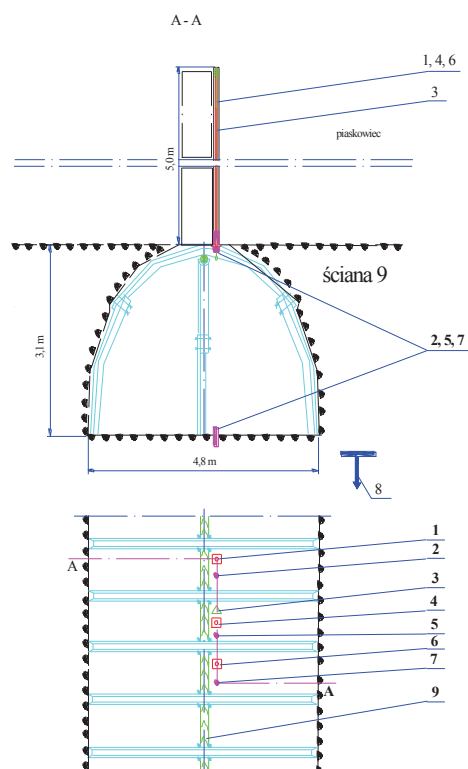
- w chodniku ścianowym 5 w pokładzie 415/1, kopalni „Halemba”,
- w chodniku podścianowym ściany 10, pokład 405/2, kopalni „Sośnica”,
- w dowierzchni badawczej w rejonie ściany 3, pokład 502, kopalni „Śląsk”,
- w chodniku 10 ściany 9, pokład 510, kopalni „Śląsk”.

Badania wpływu wstrząsów wywołanych detonacją materiału wybuchowego na zachowanie się wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwiowej przeprowadzono w:

- chodniku Z-1, pokład 413/1+2, kopalni „Jankowice”,
- pochylni Z-2, pokład 411/1, kopalni „Jankowice”.

Stanowiska pomiarowe do obserwacji zachowania się kotwi w czasie wstrząsów sejsmicznych, generowanych eksploatacją górnictwem, zakładano w chodnikach podścianowych przed frontem ścian. Były one wyposażone zazwyczaj w trzy kotwie typu IRAD długości 5,0 m, wklejone odcinkowo (na długości 0,5–1,0 m), między odrzwiami obudowy podporowej, za pomocą naboju klejowego typu Lokset. Między kotwiami zabudowano repery do pomiaru konwergencji oraz rozwarstwieniomierz mocowany na poziomie 5,0 m od powierzchni stropu. Przykład takiego stanowiska pokazano na rysunku 6.

W okresie prowadzonych badań zarejestrowano wstrząsy, których liczbę i energię podano w tablicy 2.



**Rys. 6.** Schemat stanowiska pomiarowego zlokalizowanego w chodniku 10 ściany 9, pokł. 510, partia L, KWK Śląsk: 1 – kotew pomiarowa nr 7 RO5, 2 – reper konwergencji nr 1, 3 – rozwarstwieniomierz R, 4 – kotew pomiarowa nr 7R06, 5 – reper konwergencji nr 2, 6 – kotew pomiarowa nr 5, 7 – reper konwergencji nr 3, 8 – kierunek biegu ściany, 9 – podciąg drewniany na stojakach SV

**Fig. 6.** Schema of measuring positions situated in pavement 10 of wall 9, deck 510, part L, coal mine “Śląsk”: 1 – anchor measuring No 7 RO5, 2 – convergence bench mark No 1, 3 – stratify meter R, 4 – anchor measuring No 7 RO6, 5 – convergence bench mark No 2, 6 – anchor measuring No 5, 7 – convergence bench mark No 3, 8 – direction of wall run, 9 – horse head wooden on SV

**Tablica 2.** Wstrząsy zarejestrowane w okresie prowadzenia badań

Kopalnia	Pokład wyrobisko	Okres badań liczba dni	Liczba wstrząsów o energii rzędu J			
			$10^3$	$10^4$	$10^5$	$10^6$
Halemba	415/1 ch. ściany 5	17.09–11.12.2002 84	63	63	2	2
Sośnica	405/2 ch. ściany 10	3.09–19.12.2002 106	76	96	1	0
Śląsk – rejon 1	510 ch. ściany 9	24.09–5.02.2002 134	192	107	11	0
Śląsk – rejon 2	502 dow. rejon śc. 3	25.09–21.01.2003 118	691	175	38	3

Uzyskane wyniki pomiarów opracowano w formie tabelarycznej i graficznej (Pomiary... 1999). Ich syntetyczne zestawienie przedstawiono w tablicy 3.

**Tablica 3.** Zestawienie wyników pomiarów rozwarstwienia, konwergencji i obciążenia kotwi

Kopalnia	Pokład, wzrost	Maksymalne rozwarstwienie mm	Maksymalna konwergencja mm	Maksymalne obciążenie kotwi, kN	Suma zarejestrowanej energii sejsmicznej, J
Halemba	415/1 ch. ściany 5	158	–	70,3429	$1,5 \cdot 10^7$
Sośnica	405/2 ch. ściany 10	30	42	21,8403	$3,1 \cdot 10^6$
Śląsk – rejon 1	510 ch. ściany 9	22	43	6,6212	$7,3 \cdot 10^6$
Śląsk – rejon 2	502 dow. rejon śc. 3	15	15	3,4029	$1,3 \cdot 10^7$

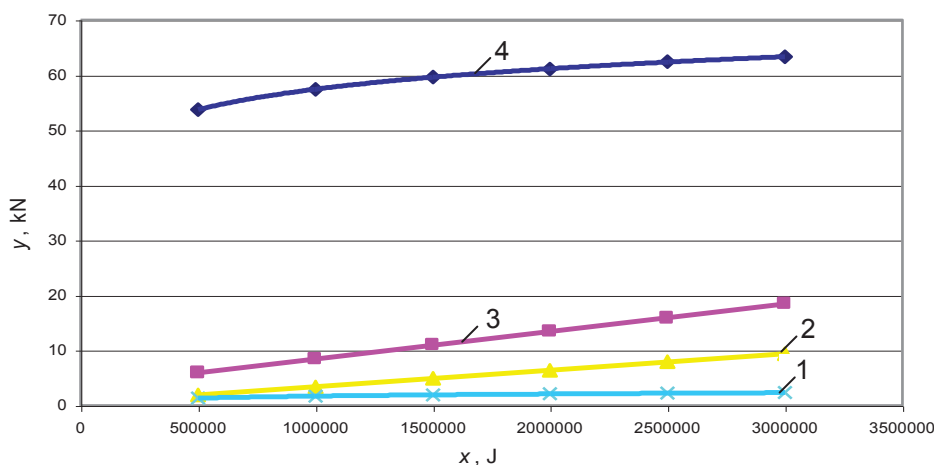
Analizując wpływ wstrząsów na zachowanie się kotwi, na mapę naniesiono wszystkie zarejestrowane w rejonie badań wstrząsy o energii większej lub równej  $1 \cdot 10^4$  J oraz zmierzono odległość ich ogniska od stanowiska badawczego, uzyskując maksymalną i minimalną odległość epicentralną wstrząsów, która wynosiła:

- dla chodnika ściany 5 w pokładzie 415/1 kopalni „Halemba”: 360 i 60 m,
- dla chodnika ściany 10 w pokładzie 405/2 kopalni „Sośnica”: 480 i 10 m,
- dla chodnika ściany 9 w pokładzie 510 kopalni „Śląsk”: 460 i 100 m,
- dla dowerzchni w rejonie ściany 3 w pokładzie 502 kopalni „Śląsk”: 360 i 70 m.

Następnie przeanalizowano profile litologiczne otworów wiertniczych z rejonów badań, mierząc maksymalną i minimalną odległość hipotetycznych warstw generujących wstrząsy od stanowiska badawczego. Uzyskano maksymalną i minimalną odległość hipocentralną wstrząsów, która wynosiła:

- dla chodnika ściany 5 w pokładzie 415/1 kopalni „Halemba”: 382 i 71 m,
- dla chodnika ściany 10 w pokładzie 405/2 kopalni „Sośnica”: 481 i 11 m,
- dla chodnika ściany 9 w pokładzie 510 kopalni „Śląsk”: 468 i 102 m,
- dla dowerzchni w rejonie ściany 3 w pokładzie 502 kopalni „Śląsk”: 406 i 76 m.

Szukając odpowiedzi na pytanie: jak zachowują się kotwie pod wpływem wstrząsów, porównano średnie obciążenie kotwi z sumą zarejestrowanej energii sejsmicznej w poszczególnych okresach pomiarowych. Ten sposób postępowania tłumaczy się przyjęciem założenia, że wstrząsy powodują ruchy górotworu przejawiające się wzrostem rozwarstwienia, konwergencji i obciążenia obudowy. Powyższe wielkości można zmierzyć i dlatego określono zależności empiryczne obciążenia kotwi od sumarycznej energii sejsmicznej zarejestrowanej w rejonie. Uzyskano następujące wyniki (tabl. 4), które przedstawiono graficznie na rysunku 7.



**Rys. 7.** Zestawienie zależności empirycznych między obciążeniem  $x$  kotwi a sumaryczną zarejestrowaną energią sejsmiczną  $y$ : 1 – kopalni „Śląsk” (rejon 2), 2 – kopalni „Śląsk” (rejon 1), 3 – kopalni „Sośnica”, 4 – kopalni „Halemba”

**Fig. 7.** Composition empirical dependencies among charge  $x$  anchor and total with registered seismic energy  $y$ : 1 – coal mine “Silesia” (region 2), 2 – coal mine “Silesia” (region 1), 3 – coal mine “Sośnica”, 4 – coal mine “Halemba”

**Tablica 4.** Zestawienie zależności empirycznych między obciążeniem kotwi a sumaryczną zarejestrowaną energią sejsmiczną

Kopalnia	Pokład wyrobisko	Równanie krzywej regresji	Współczynnik korelacji
Halemba	415/1 ch. ściany 5	$y = 5,3669 \ln(x) - 16,756$	$R^2 = 0,7183$
Sośnica	405/2 ch. ściany 10	$y = 5 \cdot 10^{-6} \cdot x + 3,3813$	$R^2 = 0,9403$
Śląsk – rejon 1	510 ch. ściany 9	$y = 3 \cdot 10^{-6} \cdot x + 0,3929$	$R^2 = 0,9568$
Śląsk – rejon 2	502 dow. rejon śc. 3	$y = 0,5984 \ln(x) - 6,6027$	$R^2 = 0,8812$

$x$  – energia sejsmiczna, J;  $y$  – obciążenie kotwi, kN.

Przeprowadzona analiza wykazała, że wyniki badań uzyskane w kopalni „Halemba” znacznie różnią się od pozostałych. Spowodowane to zostało następującymi uwarunkowaniami:

- w kopalni „Halemba” mierzenie obciążenia kotwi rozpoczęto 30 m przed frontem ściany, pomiary zakończono w odległości 212 m za frontem, czas trwania pomiarów wynosił 84 dni,
- w kopalni „Sośnica” mierzenie obciążenia kotwi rozpoczęto 253 m przed frontem ściany, pomiary zakończono w odległości 10 m przed frontem, czas trwania pomiarów wynosił 108 dni,



- w kopalni „Śląsk” w rejonie 1, mierzenie obciążenia kotwi rozpoczęto 289 m przed frontem ściany, pomiary zakończono w odległości 110 m przed frontem, czas trwania pomiarów wynosił 86 dni,
- w kopalni „Śląsk” w rejonie 2, mierzenie obciążenia kotwi rozpoczęto 91 m przed frontem ściany, pomiary zakończono w odległości 21 m przed frontem, czas trwania pomiarów wynosił 88 dni.

Z powyższego zestawienia wynika, że wszystkie pomiary obciążenia kotwi zostały rozpoczęte i zakończone przed frontem ściany. Wyjątek stanowi KWK Halemba, w której pomiary prowadzono za ścianą, gdy front znajdował się w odległości 212 m. Obciążenie kotwi zostało spowodowane głównie deformacjami chodnika związanymi z prowadzoną eksploatacją w ścianie 5. Potwierdzeniem tej tezy są również obserwacje wizualne i wyniki pomiarów rozwarstwienia skał stropowych chodnika ściany 5 (tabl. 3), które są co najmniej pięciokrotnie większe od największego rozwarstwienia w pozostałych wyrobiskach.

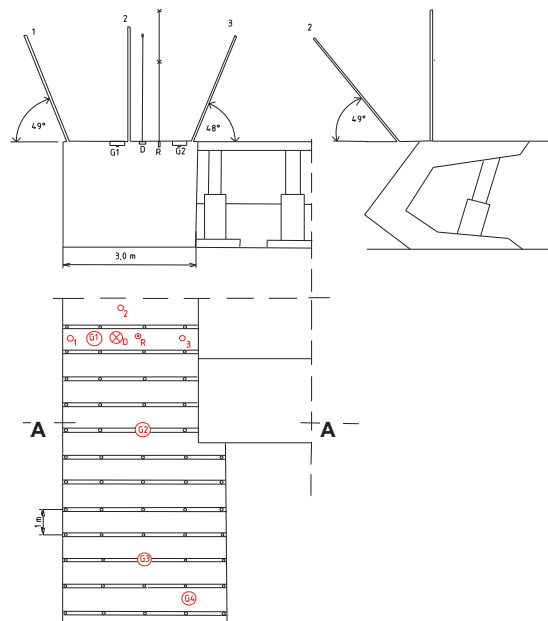
Mając na uwadze powyższe stwierdzenia, należy uznać, że wyniki pomiarów z KWK Halemba są mało wiarygodne, głównie dlatego, że były prowadzone za frontem ściany. W pozostałych trzech wyrobiskach pomiary wykonywano przed frontem ściany.

#### **2.4. Wyniki badań wpływu obciążeń dynamicznych spowodowanych detonacją materiału wybuchowego na stateczność wyrobisk wykonanych w samodzielnej obudowie kotwiowej**

Badania przeprowadzono w dwóch rejonach kopalni „Jankowice”. Rejon I był zlokalizowany na skrzyżowaniu chodnika nadścianowego wykonanego w samodzielnej obudowie kotwiowej ze ścianą Z-1 w pokładzie 413/1+2. Chodnik ten był likwidowany za frontem ściany. Jego zawał był wymuszany za pomocą detonacji materiałem wybuchowym. W rejonie strzelań do wystających z górotworu kotwi przykręcono geofony, które mierzyły maksymalne prędkości drgań stropu (*PPV*) w czasie kolejnych strzelań. Ponadto w miejscu, gdzie wywiercono otwory strzałowe znajdował się wskaźnik niskiego i wysokiego rozwarstwienia zamocowany 2,7 i 5,1 m ponad pułapem wyrobiska. Obok wskaźnika rozwarstwienia znajdował się gumowy dynamometr krążkowy do pomiaru obciążenia kotwi zamocowany 2,5 m od powierzchni stropu (rys. 8).

W czasie przeprowadzonych badań odpalono trzy otwory. Otwór strzałowy nr 1 wywiercony został pod kątem 45 stopni w kierunku calizny węglowej. W wyniku odpalenia 2,5 kg materiału wybuchowego nastąpiło zniszczenie siatki między okładzinami profilowanymi (fot. 1). Otwory strzałowe nr 2 i 3 nachylone były w kierunku zrobów ściany. Ich odpalenie spowodowało zniszczenie ciągłości górotworu stropowego i zawał chodnika nadścianowego ściany Z-1. W czasie odpalania kolejnych otworów mierzono prędkości drgań stropu *PPV*. Pomiary wykonywano w trzech kierunkach, równoległym do osi wyrobiska (składowa *X*), prostopadłym do osi wyrobiska (składowa *Y*) oraz prostopadłym do płaszczyzny stropu wyrobiska (składowa *Z*). Z powyższych wartości składowych wyznaczono wypadkową wartość *PPV*. Uzyskane wyniki przedstawiono w tablicy 5.

A - A



**Rys. 8.** Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych i aparatury pomiarowej w trakcie strzelań badawczych w chodniku Z-1, pokł. 413/1+2, kopalni „Jankowice”: G1, G2, G3, G4 – geofony, 1, 2, 3 – otwory strzałowe, D – dynamometr krążkowy, R – rozwarstwieniomierz

**Fig. 8.** Schema of distributions of openings blasting and measuring apparatuses in road of investigative shots in pavement Z-1, deck 413/1+2, coal mine “Jankowice”: G1, G2, G3, G4 – geophone, 1, 2, 3 – blasting openings, D – disc dynamometer, R – stratifier meter



**Fot. 1.** Strop po odpaleniu 2,5 kg materiału wybuchowego w chodniku Z-1, pokład 413/1+2, kopalni „Jankowice”; na pierwszym planie: gumowy dynamometr krążkowy i geofon

**Photo 1.** Ceiling after lighting 2,5 kg of material in Z-1 pavement, deck 413/1+2, coal mine “Jankowice”. on first plan elastic disc dynamometer and geophone

Tablica 5. Wyniki pomiarów maksymalnej prędkości drgań stropu *PPV*

Nr geofonu – odległość od otworu strzałowego	Rodzaj składowej	Strzelanie 1 2,5 kg MW		Strzelanie 2 3,75 kg MW		Strzelanie 3 5 kg MW	
		<i>PPV</i> mm/s	<i>PPV</i> wypadkowe	<i>PPV</i> mm/s	<i>PPV</i> wypadkowe	<i>PPV</i> mm/s	<i>PPV</i> wypadkowe
G1 – 1,0 m	Z	32,06	83,61	31,38	95,82	31	96,65
	X	70,56		71,44		66,09	
	Y	31,38		55,63		63,34	
G2 – 3,5 m	Z	8,72	43,17	61,66	70,21	54,66	82,94
	X	41,94		55,19		39,13	
	Y	5,38		38,63		48,59	
G3 – 7,5 m	Z	66,44	36,16	32,19	52,89	49,28	81,87
	X	36,16		25,41		40,31	
	Y	75,63		33,41		51,47	
G4 – 9,0 m	Z	4,03	4,88	1,97	3,1	1,81	4,32
	X	0,00		2,22		3,72	
	Y	2,75		0,91		1,25	

Odpalenie ładunków materiału wybuchowego doprowadziło do powstania szczelin w górotworze, o sumarycznym rozwarciu około 40 mm. Odspojony górotwór spowodował dodatkowe obciążenie kotwi siłą 3 kN. Zmierzona maksymalna wypadkowa prędkość drgań wynosiła około 97 mm/s.

Zgodnie z metodyką opisaną w rozdziale 2.2, korzystając z danych pomiarowych zawartych w tablicy 5 podjęto próbę znalezienia związku między amplitudą prędkości drgań stropu a wielkością ładunku materiału wybuchowego i odległości od miejsca jego odpalenia. Uzyskano empiryczną zależność o współczynniku korelacji  $R^2 = 0,8237$  określoną wzorem (rys. 9)

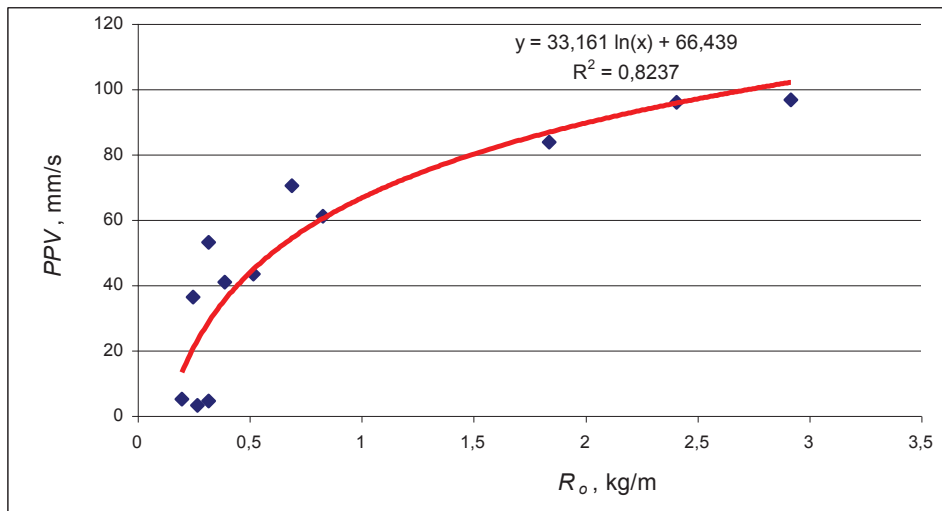
$$y = 33,161 \ln(x) + 66,439 \quad (10)$$

gdzie:

$y$  – maksymalna prędkość drgań stropu *PPV*, mm/s;

$x$  – iloraz masy ładunku materiału wybuchowego  $Q$  [kg] i odległości od miejsca odpalenia  $r$  [m].

Rejon II był zlokalizowany w pochylni Z-2 wykonanej w samodzielnej obudowie kotwiowej w pokładzie 411/1 kopalni „Jankowice”. W odległości 107 m od czoła ściany Z-2 w środku szerokości wyrobiska wywiercono w stropie otwór strzałowy długości 9,8 m, który został załadowany 5 kg metanitu specjalnego. Otwór został wypełniony na długości 5,4 m materiałem wybuchowym, a pozostałą jego część (4,4 m) wypełniono przybitką z gliny. Z jednej i drugiej strony otworu zamocowano na kotwiach geofony do pomiaru *PPV*. Ponadto na kotwiach, na których były zamocowane geofony oraz dodatkowo na dwóch kotwiach wykonano testy nośności oraz badania ciągłości wklejenia żerdzi w górotworze przed i po strzelaniu (rys. 10). W czasie odpalania materiału wybuchowego pomierzono maksymalne prędkości drgań stropu *PPV*. Uzyskane wyniki przedstawiono w tablicy 6.

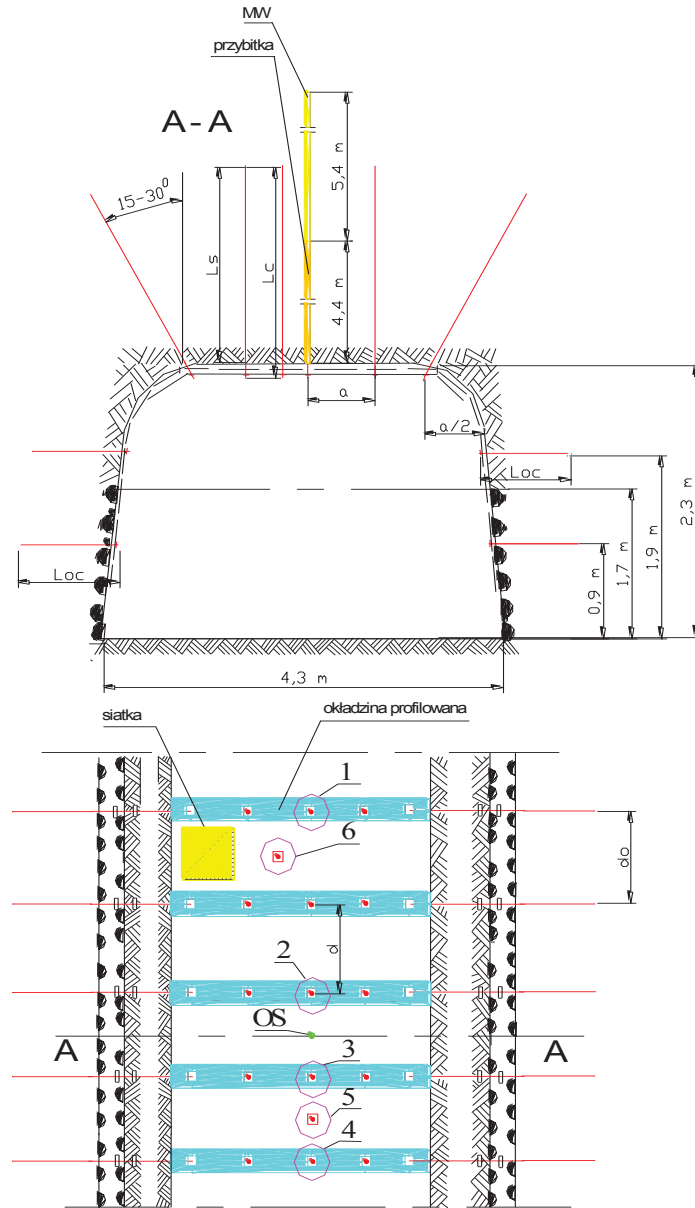


Rys. 9. Zależność  $PPV$  od wielkości względnego  $R_o$

Fig. 9.  $PPV$  dependence from relative sizes  $R_o$

Tablica 6. Wyniki pomiarów  $PPV$

Nr geofonu – odległość od otworu strzałowego	Rodzaj składowej	Strzelanie – 5 kg MW	
		$PPV$ , mm/s	$PPV$ wypadkowe
G1 – 2,7 m	Z	9,19	19,8
	X	14,06	
	Y	9,06	
G2 – 0,5 m	Z	26,16	48,45
	X	30,06	
	Y	27,55	
G3 – 0,5 m	Z	30,16	51,74
	X	31,47	
	Y	27,88	
G4 – 1,6 m	Z	16,56	29,84
	X	19,19	
	Y	15,75	



**Rys. 10.** Sposób badania obudowy kotwicznej w pochylni Z-2, pokład 411/1: a – odstęp między kotwiami w rzędzie;  $a \leq 1,1$  m, d – odstęp między rzędami kotwi;  $d \leq 1,3$  m, do – odległość między kotwiami ociosowymi;  $do \leq 1,3$  m, Lc – całkowita długość kotwi;  $Lc \geq 2,2$  m, Loc – długość całkowita kotwi ociosowych;  $Loc \geq 1,8$  m, Ls – długość kotwi w górotworze;  $Ls \geq 2,1$  m, OS – otwór strzałowy, ①–⑥ – numery badanych kotwi

**Fig. 10.** Manner research of anchor casing in Z-2 incline, deck 411/1: a – distance between anchor in line;  $a \leq 1,1$  m, d – distance between anchor lines;  $d \leq 1,3$  m, do – distance between anchor side-wall;  $do \leq 1,3$  m, Lc – entire anchor length;  $Lc \geq 2,2$  m, Loc – entire anchor side-wall length;  $Loc \geq 1,8$  m, Ls – anchor length in orogene;  $Ls \geq 2,1$  m, OS – blasting opening, ①–⑥ – numbers anchor investigated

Detonacja materiału wybuchowego spowodowała powstanie wyrwy w stropie o głębokości 0,2 m oraz wygięcie siatki między okładzinami (fot. 2).



**Fot. 2.** Strop po odpaleniu 5 kg materiału wybuchowego w pochylni Z-2, pokład 411/1, kopalni „Jankowice”

**Photo 2.** Ceiling after lighting 5 kg of material in Z-2 incline, deck 411/1, coal mine “Jankowice”

Testy nośności wykonane na sześciu kotwiach przed i po strzelaniu wykazały, że przy obciążeniu kotwi siłą wrywająca równą 120 kN przed i po strzelaniu, żadna z nich nie wysunęła się z otworu, czyli nie nastąpiło naruszenie połączenia kotwi z górotworem. Badania ciągłości wklejania kotwi przed i po strzelaniu również nie wykazały żadnych zmian.

Tak jak powyżej, na podstawie danych zawartych w tabelicy 6, podjęto próbę znalezienia związku między amplitudą prędkości drgań stropu a masą ładunku materiału wybuchowego i odległości od miejsca jego odpalenia. Uzyskano empiryczną zależność o współczynniku korelacji  $R^2 = 0,9918$  określoną wzorem (rys. 11).

$$y = 17,82 \ln(x) + 18,71 \quad (11)$$

gdzie:

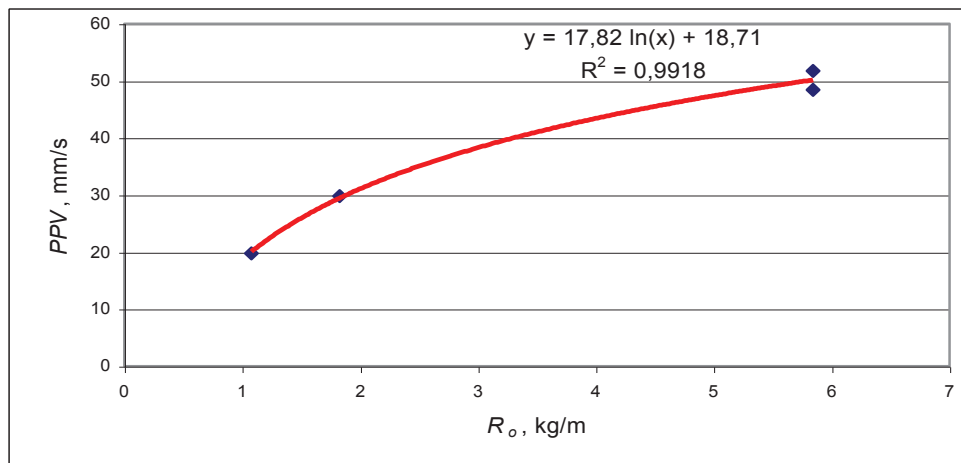
$y$  – amplituda prędkości drgań stropu, mm/s;

$x$  – iloraz wielkości ładunku materiału wybuchowego  $Q$ , kg i odległości od miejsca odpalenia  $r$ , m.

Pozytywny wynik testów nośności wykazał, że odpalenie w pobliżu obudowy kotwiowej 5 kg materiału wybuchowego, powodujące drgania stropu w granicach 50 mm/s, nie naruszyło połączenia kotwi z górotworem. Uszkodzenie siatki opinającej strop spowodowane zostało „wydmuchaniem” otworu strzałowego.

Wartości  $PPV$  uzyskane podczas badań w rejonach I i II dla tego samego ładunku względnego  $R_o = 3\text{kg/m}$  wynosiły:

- rejon I –  $PPV = 103$  mm/s (rys. 9),
- rejon II –  $PPV = 38$  mm/s (rys. 11).



Rys. 11. Zależność  $PPV$  od wielkości ładunku względnego  $R_o$

Fig. 11.  $PPV$  dependence from relative load sizes  $R_o$

Z powyższego porównania wynika, że wartości  $PPV$  zmierzone w rejonie I były 2,7 raza większe od wartości  $PPV$  zmierzonych w rejonie II. Tłumaczyć to można jedynie warunkami prowadzenia eksperymentu i różnicami we własnościach geomechanicznych górotworu.

## PODSUMOWANIE

Analiza dotychczasowych badań dołowych wpływu obciążeń dynamicznych na zachowanie się kotwi, pozwala na podanie następujących stwierdzeń:

1. Liczne przypadki wyrzucania lub wypchania mas skalnych do wyrobiska podczas tąpnięcia w kopalniach RPA, Kanady i Chile spowodowały, że podjęto prace zmierzające do opanowania tego zjawiska. W celu określenia czy jest konieczne podparcie, czy zahamowanie przemieszczania się skał do wyrobiska, przyjęto koncepcję przemieszczania bloku skalnego pod wpływem zewnętrznego impulsu. Za podstawę do scharakteryzowania niszczącego potencjału wyrzutu skał do wyrobiska przyjęto prędkość wyrzutu. Sugerowano (Ortlepp 1994), że obudowa powinna wytrzymać prędkości przesuwu mas skalnych równe 3 m/s i większe. Dwudziestoletnie prace doprowadziły do zastosowania kotwiowej obudowy zaporowej w kopalniach rud miedzi w Chile i kotwi stożkowych (*Cone Bolt*) w kopalniach RPA oraz Kanady, charakteryzujących się zakresem upodatkowania wynoszącym 0,5 m, przy prędkości obciążenia 12 m/s (Wojno 1994).
2. Badania wpływu niszczących obciążeń dynamicznych na wyrobisko podziemne zostały zapoczątkowane w latach siedemdziesiątych ubiegłego wieku. Cechują się

one dużą różnorodnością w podejściu badawczym i zamierzonych celów. Zgodnie z podanymi w publikacjach kryteriami, próg szkodliwości oddziaływań dynamicznych na ośrodek skalny zawiera się w przedziale  $PPV = 0,2-0,4$  m/s, natomiast całkowite zniszczenie wyrobiska następuje przy  $PPV > 0,9$  m/s (Kidybiński 1999).

3. W celu sprawdzenia podawanych w literaturze światowej wartości  $PPV$  w warunkach kopalń LGOM dokonano obserwacji w jednym z oddziałów eksploatacyjnych kopalni „Polkowice-Sieroszowice” (Grzybek i inni 2000). W wyniku przeprowadzonych badań określono zależności prędkości drgań górotworu od gęstości energii sejsmicznej, odległości epicentralnej i energii sejsmicznej (zależność (2)). Maksymalna pomierzona prędkość drgań wynosiła 0,197 m/s i pochodziła od wstrząsu o energii  $5,5 \cdot 10^5$  J z odległości 64 m. W przypadku żadnego z zarejestrowanych wstrząsów, nie odnotowano skutków w wyrobisku czy to w postaci tąpnięć, czy obwałów. Wadą prowadzonych pomiarów był brak rejestracji zjawisk sejsmicznych, które spowodowały zniszczenie lub uszkodzenie wyrobisk oraz nieznaną lokalizację hipocentralnej ognisk wstrząsów.
4. W kopalniach LGOM przeprowadzono również pomiary prędkości drgań stropu  $PPV$ , które były rejestrowane w czasie wykonywania robót strzałowych (Pomiary... 1999). W sumie wykonano badania na siedmiu poligonach badawczych, na których pomierzono drgania w 20 punktach. Drgania stropu mierzono głównie w odległości 8 i 16 m od przodka, w którym prowadzono roboty strzałowe. Autorzy cytowanych badań stwierdzili, że maksymalne prędkości drgań  $PPV$  na 8 metrze i dalszych nie przekroczyły wartości 100 mm/s. W miarę wzrostu odległości wartości  $PPV$  zmniejszały się.

Dynamika i charakter takich drgań zależą od wielu czynników, z których najważniejszymi są: wielkość odpalanego ładunku materiału wybuchowego, przypadająca na zwłokę czasową, odległość wyrobiska od źródła drgań, współczynnik (lub funkcja) tłumienia drgań, technika i sposób strzelania, rodzaj materiału wybuchowego, budowa geologiczna ośrodka skalnego (w szczególności stropu bezpośredniego). Wykorzystując doświadczenia górnictwa odkrywkowego (Onderka, Śleziak 1995) autor niniejszej publikacji podjął próbę znalezienia empirycznego związku między maksymalną prędkością drgań stropu a wielkością ładunku materiału wybuchowego względnego i odległością od miejsca jego odpalenia. Na podstawie wyników zawartych w tabelicy 1 uzyskał zależność (9) (rys. 5)

$$y = 61,909 \ln(x) + 128$$

gdzie:

$y$  – maksymalna prędkości drgań stropu,  $y = PPV$ , mm/s;

$x$  – iloraz wielkości ładunku materiału wybuchowego na zwłokę  $Q_z$ , kg i odległości od miejsca odpalenia  $r$ , m, gdzie

$$x = \frac{Q_z^2}{r^3}$$



5. Badania zachowania się kotwi w kopalniach węgla wykonano w czterech chodnikach w rejonach, w których występowały wstrząsy o energiach większych od  $1 \cdot 10^4$  J. Polegały one na pomiarach obciążenia kotwi oraz obserwacji zachowania się górotworu i obudowy podporowej.
6. W trakcie pomiarów w rejonach prowadzonych badań zarejestrowano:
  - w kopalni „Halemba” – 130 wstrząsów o sumarycznej energii sejsmicznej  $1,5 \cdot 10^7$  J,
  - w kopalni „Sośnica” – 172 wstrząsy o sumarycznej energii sejsmicznej  $3,1 \cdot 10^6$  J,
  - w kopalni „Śląsk” rejon 1 – 310 wstrząsów o sumarycznej energii sejsmicznej  $7,3 \cdot 10^6$  J,
  - w kopalni „Śląsk” rejon 2 – 908 wstrząsów o sumarycznej energii sejsmicznej  $1,3 \cdot 10^7$  J,Żaden z zarejestrowanych wstrząsów nie spowodował widocznych uszkodzeń wyrobisk.
7. Zakładając, że wstrząsy powodują ruchy górotworu przejawiające się wzrostem rozwarstwienia skał, konwergencji i obciążenia obudowy znaleziono empiryczne zależności funkcyjne obciążenia kotwi od sumarycznej energii sejsmicznej zarejestrowanej w rejonie stanowiska badawczego. Z uzyskanych zależności wynika, że sumaryczna energia wyemitowana przez górotwór (punkt 6) spowodowała średni wzrost obciążenia kotwi:
  - w kopalni „Sośnica” o 19 kN,
  - w kopalni „Śląsk” – rejon 1, o 6 kN,
  - w kopalni „Śląsk” – rejon 2, o 3 kN.
8. Rejestrowana energia sejsmiczna w hipocentrum wstrząsu nie jest jednoznacznym parametrem charakteryzującym stan zagrożenia tąpnięciem w wyrobisku.
9. W kopalni „Jankowice”, w dwóch chodnikach, przeprowadzono badania wpływu wstrząsów wywołanych detonacją materiału wybuchowego na zachowanie się wyrobiska wykonanego w samodzielnej obudowie kotwiowej. Uzyskano następujące wyniki:
  - Rejon I
    - maksymalna wypadkowa prędkość drgań stropu *PPV* przy odpaleniu 5 kg materiału wybuchowego wyniosła 97 mm/s w odległości 1,0 m od miejsca odpalenia,
    - maksymalne rozwarstwienie skotwionego stropu wyniosło 40 mm,
    - wizualnym efektem oddziaływania detonacji materiału wybuchowego na obudowę kotwiową było wyrwanie siatki opinającej strop między okładzinami w miejscu wykonania otworu strzałowego.
  - Rejon II
    - maksymalna wypadkowa prędkości drgań stropu *PPV* przy odpaleniu 5 kg materiału wybuchowego wyniosła 52 mm/s w odległości 0,5 m od miejsca odpalenia,
    - kotwie zachowały swoją funkcję – po strzelaniu nie nastąpiła utrata nośności i ciągłości wklejania,

- wizualnym efektem oddziaływania detonacji materiału wybuchowego na obudowę kotwioną było wyrwanie siatki opinającej strop między okładzinami w miejscu wykonania otworu strzałowego.

Porównując uzyskane wyniki stwierdzono, że pomierzone wartości *PPV*, były 2,7 raza większe w rejonie I niż w rejonie II. Różnicę można tłumaczyć warunkami prowadzenia eksperymentu oraz odmiennymi własnościami geomechanicznymi górotworu.

10. Przeprowadzone po raz pierwszy w polskim górnictwie węglowym badania dołowe zachowania się kotwi, które poddawane były obciążeniom dynamicznym od wstrząsów sejsmicznych wywołanych eksploatacją górnictwem i detonacją materiału wybuchowego stanowią podstawę do prowadzenia dalszych badań, w celu opracowania systemów obudowy wyrobisk korytarzowych, pozwalających na ograniczenie szkód spowodowanych tapaniami.

### Literatura

1. *Badania dołowe wpływu wstrząsów na zachowanie się kotwi w kopalniach węgla* (2002): Dokumentacja pracy statutowej GIG o numerze 12020202-143. Katowice (niepublikowana).
2. Bugajski W., Katulski A., Siewierski S. (1995): *Wstępna ocena wpływu wstrząsów sejsmicznych na stateczność wyrobisk w obudowie kotwionej w kopalniach miedzi*. Prace Naukowe GIG, Seria Konferencje nr 1.
3. Grzybek W., Kosior A., Pytel W. (2000): *Ocena wpływu wstrząsów sejsmicznych na stateczność wyrobisk górniczych na podstawie rzeczywistych wartości prędkości drgań ośrodka*. XXIII Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu. Wrocław.
4. Kaiser P.K. (1993): *Keynote adress: Support of tunnels in burst-prone ground toward a rational design methodology*. Rockburst and Seismicity in Mines. Rotterdam, Young (ed.) Balkema.
5. Kidybiński A., Smółka J., Nierobisz A., Rojas E. (1995): *Rozwiązania systemów obudowy kotwionej stosowane w kopalni El Teniente dla ochrony wyrobisk przed skutkami tapani*. Prace Naukowe GIG, Seria Konferencje nr 1.
6. Kidybiński A. (1999): *Kryteria uszkodzenia lub zniszczenia wyrobisk korytarzowych i komorowych wskutek wstrząsów*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 5.
7. Nierobisz A. (1999): *Zastosowanie kotwi w warunkach obciążeń dynamicznych*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 4.
8. *Określenie wpływu robót strzałowych związanych z drążeniem zbiornika zasobnikowego na poziomie IV na stateczność obudowy murowej zbiornika wyrównawczego węgla poz. IV* (2002). Praca badawczo-usługowa GIG o numerze 41101112-143. Katowice (niepublikowana).
9. Onderka Z., Śleziak J. (1995): *Wyznaczanie promienia strefy szkodliwych drgań parasejsmicznych przy strzelaniu w kopalniach odkrywkowych*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 3.
10. Ortlepp W.D. (1994): *Grouted rock-studs as rockburst support: A simple design approach and effective test procedure*. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, February.

11. *Pomiary prędkości drgań stropu (PPV) prowadzenia robót strzałowych w ZG Lubin, ZG Polkowice-Sieroszowice i ZG Rudna* (1999). Praca badawczo-usługowa GIG o numerze 41146039-120. Katowice (niepublikowana).
12. Szczerbiński J., Mirek A. (2002): *Prawne uregulowania prowadzenia robót górniczych w warunkach zagrożenia tąpnięciami*. Materiały Międzynarodowego Sympozjum Naukowo-Technicznego Tąpnięcia 2002. Katowice, GIG.
13. Wojno L. (1994): *Doświadczenia z zakresu stosowania obudowy kotwiowej w kopalniach Republiki Południowej Afryki*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Kraków, CPPGSMiE PAN.
14. X.Yi., Kaiser P.K. (1994): *Impact testing for rockbolt design in rockburst conditions*. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. Vol. 31, No. 6.

**Recenzent:** prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński