

*podziemna eksploatacja złożeń rud miedzi,
parametry klasyfikacyjne skał stropowych,
zagrożenie tąpnięciami,
aktywność sejsmiczna*

Anna GOGOLEWSKA*, Marcin MICHALAK**

PARAMETRY KLASYFIKACYJNE SKAŁ STROPOWYCH I AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA W O/ZG „LUBIN”

Efektami ingerencji w pierwotny stan górotworu mogą być wstrząsy górotworu i ich skutki w postaci odprężeń i tąpnięć. W kopalni „Lubin” występują głównie tąpnięcia udarowe oraz w mniejszej ilości tąpnięcia naprężeniowe. Rozpoznanie geologiczne złożeń w aspekcie zagrożenia tąpnięciami jest częścią profilaktyki tąpniowej i oparte jest o: otwory badawcze z powierzchni, otwory badawcze z poziomu złożeń oraz pomiary i obserwacje podczas drążenia wyrobisk udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych. Wykonanie badań próbek skalnych pobranych z otworów oraz pomiarów i obserwacji w wyrobiskach górniczych pozwala na określenie parametrów geologicznych i geotechnicznych. Na podstawie rozpoznania geologicznego dokonywana jest ocena (klasyfikacja) skał dla określenia stopnia zagrożenia tąpnięciami, a w szczególności skał stropowych, spągowych i furty eksploatacyjnej. Przy ocenie warstw budujących strop bierze się pod uwagę: wytrzymałość skał stropowych na ściskanie, wskaźnik zuskokowania stropu, wskaźnik gęstości zmineralizowanych szczelin, wskaźnik średniego odstepu między spękaniem ciosowymi w ławicach, średnią grubość ławic. Na podstawie tych parametrów określa się współczynnik tektonicznego zaangażowania stropu, a następnie wskaźnik stateczności stropu i ich wartości decydują o kwalifikacji stropu do jednej z czterech klas w aspekcie zagrożenia tąpnięciami. Geologiczne rozpoznanie i określenie aktywności sejsmicznej są niezbędne do zaliczenia partii złożeń do odpowiedniego stopnia zagrożenia tąpnięciami. Przedstawiono parametry klasyfikacyjne skał stropowych, przeprowadzono ich statystyczną analizę i obliczono wskaźnik ich zmienności. Omówiono aktywność sejsmiczną i określono jej związek ze zmiennością tych parametrów. Natomiast, aby wykonać analizę wpływu zmienności parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych na poziom aktywności sejsmicznej skonstruowano izolację tych parametrów dla całego obszaru górniczego O/ZG „Lubin” oraz dla wybranych pól eksploatacyjnych. Obliczenia i anali-

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

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

zy wykonano dla całego obszaru górniczego O/ZG „Lubin” oraz czterech pól eksploatacyjnych o zróżnicowanej aktywności sejsmicznej dla lat 2005–2007.

1. WSTĘP

Polskie złożo rud miedzi jest jednym z największych pojedynczych złóż tego surowca. Znajduje się w południowo-zachodniej Polsce, ma powierzchnię 467,6 km². Ze względu na skalę prowadzonej działalności górniczej oraz lokalizację w sąsiedztwie dwóch hut miedzi (Huta Legnica i Huta Głogów), region ten nazywa się często Legnicko-Głogowskim Okręgiem Miedziowym, w skrócie LGOM-em. Zakłady Górnicze „Lubin” są jednym z oddziałów górniczych należących do KGHM Polska Miedź S.A. w tym rejonie. W oddziale tym wydobywa się polimetaliczną rudę, która zawiera głównie miedź oraz srebro i w mniejszych ilościach nikiel, kobalt, molibden.

Działalność wydobywcza prowadzona jest tu w trzech rejonach: Wschodnim, Głównym i Zachodnim. Eksploatację złoża rud miedzi prowadzi się na coraz większych głębokościach, oraz z coraz większą koncentracją wydobycia, co niesie ze sobą wiele zagrożeń naturalnych. Jednym z nich jest zagrożenie sejsmiczne, którego skutki określane mianem tąpnięć, są bardzo groźne i powodują wypadki oraz ogromne straty materialne.

Złożo zaliczane jest do typu stratoidalnego określanego jako model złóż w skałach osadowych. We wschodniej części obszaru złożowego (kopalnia „Lubin”), złożo obejmuje wyłącznie łupki i piaskowce i ma zwykle miąższość do kilku metrów (2–5m).

Podstawową rolę w profilaktyce tąpniowej ma rozpoznanie i ocena stanu zagrożenia sejsmicznego, które opierają się na obserwacji i analizie aktywności sejsmicznej górotworu określanej ilością wstrząsów i ich energią oraz na rozpoznaniu geologicznym. Wzrost aktywności sejsmicznej oznacza wzrost zagrożenia tąpnięciami. W kopalni Lubin w Kopalnianej Stacji Geofizyki Górniczej prowadzona jest ciągła obserwacja wstrząsów górotworu. Prawidłowa ocena stanu zagrożenia wymaga określenia wpływu warunków geologiczno-górniczych na aktywność sejsmiczną górotworu. Rozpoznanie geologiczne złoża oparte jest o: otwory badawcze z powierzchni, otwory badawcze z poziomu złoża oraz pomiary i obserwacje prowadzone przez dział geologiczny podczas drażenia wyrobisk udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych. Wykonanie badań próbek skalnych pobranych z otworów oraz pomiarów i obserwacji w wyrobiskach górniczych pozwala na określenie następujących parametrów mających znaczny wpływ na możliwość wystąpienia tąpnięcia w tym rejonie: parametry geologiczne: budowa geologiczna złoża, budowa geologiczna skał nadkładu, budowa geologiczna skał spągu, zmienność miąższości furty eksploatacyjnej, okruszczenie kopaliny w furcie, bilansowość złoża, nachylenie złoża, głębokość zalęgania, tektonika, tj: uskoki (wielkość zrzutu, przebieg zrzutu), główne kierunki spę-

kań, stopień zaangażowania tektonicznego, uławicenie warstw, miąższość warstw stropowych, zmineralizowanie szczelin oraz parametry geotechniczne: wytrzymałość na ściskanie R_c , wytrzymałość na rozciąganie R_r , naturalna skłonność skał do tapania, moduły sprężystości i inne jak np. ścieralność, porowatość, spójność, wytrzymałość na zginanie itp. Na podstawie rozpoznania geologicznego dokonywana jest ocena (klasyfikacja) skał budujących górotwór, a w szczególności skał stropowych, spągowych i furty eksploatacyjnej.

Przy ocenie warstw budujących strop bierze się pod uwagę: wytrzymałość skał stropowych na ściskanie, wskaźnik zuskokowania stropu, wskaźnik gęstości zmineralizowanych szczelin, wskaźnik średniego odstepu między spękaniem ciosowymi w ławicach, średnią grubość ławic. Na podstawie tych parametrów określa się współczynnik tektonicznego zaangażowania stropu, a następnie wskaźnik stateczności stropu. W zależności od wartości wskaźnika stateczności stropu dokonuje się zakwalifikowania stropu do jednej z czterech klas w aspekcie zagrożenia tapaniami. Zmienność parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych może mieć wpływ stan zagrożenia tapaniami w rejonach objętych eksploatacją.

Przeprowadzono statystyczną analizę zmienności parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych oraz określono związek aktywności sejsmicznej z rozkładem parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych w całym obszarze górniczym oraz w wybranych polach eksploatacyjnych O/ZG „Lubin”. Wybrano cztery pola eksploatacyjne: XIII/1,1a w oddziale G-2, pole XII/1,3–5 w oddziale G-8, pole II/23–24 w oddziale G-9 oraz pole LZ/1–4 w oddziale G-7. Analizą objęto aktywność sejsmiczną w latach 2005–2007.

2. PARAMETRY GEOMECHANICZNE SKAŁ STROPOWYCH

Geomechanika opisuje stan naprężenia i odkształcenia górotworu, który powstaje w wyniku działalności górniczej. Właściwości geomechaniczne skał zależą od budowy geologicznej rozpatrywanego ośrodka jego hydrogeologicznych warunków, a odkształcenia skał wskutek naprężeń są zróżnicowane w szerokim zakresie. Skała zbudowana jest z kryształów mineralnych i łączącego je spoiwa. Własności mechaniczne kryształów i spoiwa różnią się znacznie, co powoduje nierównomierne rozkładanie się pola naprężeń w obciążonej skale. W spoiwie rozwijają się deformacje trwałe, rozpoczynające tworzenie się powierzchni zniszczenia. Wytrzymałość skały zależy od gęstości i rozmiarów pęknięć oraz ich orientacji w stosunku do kierunku działania naprężeń. Na wytrzymałość skały w kierunku równoległym do kierunku spękań, duży wpływ ma stopień wygładzenia powierzchni spękań, a gdy spękanie są usytuowane prostopadle do kierunku naprężeń, wówczas, przy dużej wytrzymałości na ściskanie, wytrzymałość na rozciąganie wynosi zero. Nawet pojedyncze pęknięcie stanowi osłabienie skały. Wierzchołki szczelin i spękań są miejscami koncentracji naprężeń i od

nich rozpoczyna się proces zniszczenia skały. Poza szczelinami i spękaniami niejednorodny rozkład pola naprężeń w skałach powodują również: lokalne zaburzenia spowodowane sedymentacją lub erozją, zmiany upadu warstw, zmiany uziarnienia w skałach klastycznych, a nawet skamieniałości. W mechanice skał ciecz traktuje się jako czynnik wpływający na sposób deformowania się i zniszczenia obciążonej skały. Większość materiałów, w tym również skały, posiada w większym lub mniejszym przedziale naprężeń własności ciał sprężystych. Dlatego też teoria sprężystości znalazła zastosowanie w mechanice skał [1].

Pod pojęciem naprężenie należy rozumieć miarę sił wewnętrznych występujących w przekroju o powierzchni A rozpatrywanego ośrodka skalnego obciążonego siłą F przeciwstawiających się deformacji ośrodka:

$$\sigma = \frac{F}{A}, \text{ MPa.} \quad (1)$$

Naprężenia mogą być ściskające (znak „-”) lub rozciągające (znak „+”). Jednostką naprężenia jest paskal (Pa). Jest to jednostka mała (1N/m^2), przez co w mechanice skał stosuje się jednostkę znacznie większą megapaskal ($1\text{ MPa} = 9,81\text{ KG/cm}^2$), lub kilopaskal (kPa). Naprężenia działające w kierunku prostopadłym do rozpatrywanego przekroju noszą nazwę naprężeń normalnych i zazwyczaj oznaczone są litera grecką σ , natomiast naprężenia działające wzdłuż tego przekroju noszą nazwę naprężeń stycznych i oznaczane są literą grecką τ .

Przez wytrzymałość skały rozumie się naprężenie w takiej wielkości, która nie powoduje zniszczenia ośrodka skalnego. Wytrzymałość skał zależy od czasu działania naprężenia. Im większe naprężenie, tym w krótszym czasie następuje zniszczenie skały.

Z zależności trygonometrycznych wynikają następujące związki:

$$\sigma_n = \sigma \sin^2 \alpha, \text{ MPa} \quad (2)$$

$$\tau = \frac{\sigma}{2} \sin 2\alpha, \text{ MPa} \quad (3)$$

Wzory (2) i (3) dotyczą najprostszego stanu naprężenia zwanego stanem jednoosiowym, który w przyrodzie, a zwłaszcza w mechanice skał nie występuje. Powszeczenie natomiast występuje stan trójosiowy i rzadziej dwuosiowy. Odkształcenie jest to zmiana wzajemnych odległości pomiędzy punktami ciała, powstająca w wyniku naprężeń spowodowanych przez rozciąganie, ściskanie, zginanie lub skręcanie ciała. Odkształcenia mogą być objętościowe oraz postaciowe.

W masywie skalnym, w odpowiednio dużej odległości od powierzchni odsłonięcia, występuje trójosiowy stan naprężeń. Szczególnym przypadkiem tego stanu jest tak zwany stan litostatyczny występujący w skałach, gdzie poza grawitacją nie występują inne obciążenia [1].

Podstawowe prawo teorii sprężystości, prawo Hooke'a, opisuje liniową zależność pomiędzy naprężeniem i odkształceniem. Biorąc pod uwagę, że naprężenie jako pojęcie abstrakcyjne nie jest mierzalne (można je tylko obliczyć), a odkształcenie właściwe wyraża względną deformację, można stwierdzić, że miarą sprężystości danej skały (masywu skalnego) mogą być tylko współczynniki proporcjonalności pomiędzy naprężeniem i odkształceniem, które określono jako moduły sprężystości: liniowej (E – moduł Younga), postaciowej (G – moduł sztywności), i objętościowej (K – moduł ściśliwości objętościowej) oraz współczynnik Poissona (ν).

Własności geomechaniczne skał są zróżnicowane, przez co skały różnie reagują na obciążenie. Najwięcej cech ciał sprężystych posiadają skały kruche. Są to lite skały krystaliczne takie jak granity, gabra, diabazy, bazalty, andezyty, sjenity, kwarcyty oraz niektóre skały osadowe (dolomity, wapienie, piaskowce). Cechą charakterystyczną skał kruchych jest duża wytrzymałość na ściskanie R_c , przy niskiej wytrzymałości na rozciąganie R_r . Dla skał kruchych $R_c/R_r > 10$. Zniszczenie (rozpad) takich skał następuje po wystąpieniu niewielkich odkształceń, do 3%, głównie sprężystych.

Mniej cech ciał sprężystych posiadają półkruche (przejściowe) skały, które charakteryzują się odkształcalnością w granicach 3–5%, przy czym stosunek odkształceń trwałych do sprężystych wzrasta. Skały podatne są odkształcalne w wysokim stopniu (powyżej 5%). Odkształcenie jest głównie trwałe i nieodwracalne, przez co skały te wykazują już cechy ciał plastycznych. W skałach kruchych dominują odkształcenia sprężyste, w skałach półkruchych odkształcenie całkowite jest sumą odkształcenia sprężystego i plastycznego (trwałego), natomiast w skałach podatnych przeważają deformacje plastyczne. W skałach występuje zjawisko tak zwanego opóźnienia sprężystego, polegające na pojawieniu się odkształceń z pewnym opóźnieniem czasowym w stosunku do odprężenia.

Struktura i tekstura skały mają istotny wpływ na jej własności sprężyste. Im skała jest bardziej drobnoziarnista tym większy moduł sprężystości. Prawdopodobnie spowodowane jest to tym, że porowatość skały na ogół maleje z wymiarem ziaren budujących tę skałę. Na wielkość modułu sprężystości wpływ ma temperatura i ciśnienie. Moduły maleją ze wzrostem temperatury. Wzrost ciśnienia otaczającego powoduje również do pewnej granicy wzrost wartości tych modułów. Zjawisko to można tłumaczyć zaciskaniem porów i wzrostem gęstości skały. Podobnie jak dla temperatury, wzrost wartości modułów pod wpływem ciśnienia należy uwzględnić analizując zjawiska zachodzące na dużej głębokości, gdzie ciśnienie jest duże. Na sprężystość skał wywiera również wpływ historii geologicznej. Procesy geologii dynamicznej (diastrofizm, wulkanizm, plutonizm) mogą powodować przeobrażenia dynamomorficzne skał, nadając im nowe, inne właściwości [1].

W czasie eksploatacji złoża rud miedzi w Legnicko-Głogowskim Okręgu Miedziowym na bieżąco badane są własności geomechaniczne skał. Własności te określa się na próbkach pobranych podczas wiercenia otworów badawczych, lub pobranych bezpośrednio ze złoża jako próby bruzdowe. Otwory badawcze wiercone są z różną

gęstością w zależności od stopnia zmienności właściwości geomechanicznych skał. Poza wytrzymałością na ściskanie i rozciąganie, oznaczany jest również współczynnik Poissona, moduł Younga i wskaźnik energetyczny skłonności skał do tępiań. Sporadycznie oznaczone są również inne własności, jak ścieralność, porowatość, gęstość.

Zachowanie skał stropowych zależy od ich litologii, podzielności i zróżnicowania w profilu pionowym. W zależności od zachowania się stropu przy eksploatacji rozróżnia się w górnictwie strop bezpośredni i strop zasadniczy. Przez strop bezpośredni rozumie się zespół skalny leżący bezpośrednio nad wyrobiskiem i łatwo się załamujący w miarę postępu wybierania złoża (po usunięciu obudowy), natomiast stropem zasadniczym nazywamy zespół skał na tyle mocnych, że załamują się one dopiero po dłuższym czasie i odsłonięciu znacznej przestrzeni, przeważnie kilkudziesięciometrowej [3].

Warstwy stropowe złoża rud miedzi (wapienie i dolomity) są wyraźnie uławiczone. Grubości ławic zmieniają się od kilku centymetrów do ponad 1m, a pomiędzy ławicami występują wkładki iłwców, gipsu i kalcytu. To wyraźne uławiczenie warstw stropu bezpośredniego ogranicza ich wytrzymałość, zwłaszcza na rozciąganie w kierunku poprzecznym do uławicenia. Jak wykazały obserwacje warstw stropowych w wyrobiskach górniczych, skały węglanowe przechodzą stosunkowo łatwo w stan zawału, rozwarstwiając się wzdłuż naturalnych powierzchni uławicenia. Naturalna podzielność skał tworzących strop złoża zarówno w kierunku równoległym jak i poprzecznym do uwarstwienia sprzyja stosowaniu systemu eksploatacji z zawałem stropu, gdyż do wysokości około 30 m nad złożem skały stropowe należą do łatwo się rabujących. Zalegające wyżej skały węglanowe oraz warstwy anhydrytu (strop zasadniczy), charakteryzują się monolityczną budową i wyższą wytrzymałością, co powoduje, że mają tendencję do zawisania nad zawałiskiem zwłaszcza w rejonach, gdzie ze względu na znaczną miąższość wybranego złoża nie może powstać odpowiednio wysoki zawał. Istotny wpływ na własności geomechaniczne skał stropowych mają tak zwane strefy bezłupkowe, nazywane również elewacjami białego piaskowca. W strefach tych nie występuje podatna na odkształcenia warstwa łupków miedzionośnych, natomiast pojawiają się nieregularne soczewki piaskowców o spoiwie ilastoanhydrytowym, charakteryzujące się wysoką wytrzymałością. Miąższość tych soczewek wynosi do kilkunastu metrów.

Własności geomechaniczne skał permskich LGOM są stosunkowo dobrze rozpoznane. Podczas dokumentowania złoża podstawowe parametry skał oznaczano na próbach pobranych z powierzchniowych otworów wiertniczych.

Cechą charakterystyczną skał w otoczeniu złoża rud miedzi LGOM jest występowanie w spągu warstw o zdecydowanie niższych parametrach wytrzymałościowych, niż w złożu i stropie. Spąg bezpośredni stanowi stosunkowo mocna warstwa piaskowców jasnoszarych o spoiwie węglanowym, lecz pod nią zalegają piaskowce o niewielkiej wytrzymałości, znacznie mniejszej niż skał w złożu i stropie.

W stropie występują mocne skały serii dolomitowo-wapiennej i anhydrytowej. Ich miąższość to ponad 200 metrów. Natomiast słabsze skały występują w furcie eksploatacyjnej. Furta eksploatacyjna obejmuje spągową część serii dolomityczno-wapiennej, łupkę miedzionośny oraz stropową część piaskowców. Profil furty zmienia się w zależności od miąższości złoża i przebiegu mineralizacji bilansowej. W całym złożu występuje mocny zasadniczy strop złoża, na co wskazują litologia i właściwości geomechaniczne skał. Sztynny strop przenosi obciążenia na caliznę i akumuluje energię sprężystą. Rozciskanie i przechodzenie w stan pokrywczy calizn i filarów rozcinanych wyrobiskami górniczymi jest możliwe dzięki mniejszej wytrzymałości skał w profilu furty eksploatacyjnej. Największą wytrzymałość na ściskanie mają skały tworzące strop: anhydryty (111 MPa), dolomity (132 MPa) i wapienie (114 MPa). Znacznie mniejszą wytrzymałość mają skały tworzące złoże: łupki dolomityczne (36 MPa), dolomity margliste (51 MPa) oraz skały spągowe: piaskowce jasnoszare (72 MPa) i piaskowiec szary (27 MPa) [1].

Przedstawiony głębokościowy rozkład właściwości wytrzymałościowych skał złoża rud miedzi oraz zdolność stropowych warstw skalnych do akumulowania energii są jednymi z głównych czynników naturalnych, które powodują zjawiska dynamiczne, tj. wstrząsy górotworu i ich skutki w formie tąpnięć i odprężeń.

3. KLASYFIKACJA SKAŁ STROPOWYCH DLA OCENY STANU ZAGROŻENIA TĄPANIAMAMI

Zakwalifikowanie złoża lub jego części do odpowiedniego stopnia zagrożenia tąpniętami wymaga znajomości klas skał stropowych i spągowych. Natomiast klasyfikacja skał stropowych i spągowych opiera się głównie na ich wytrzymałości na ściskanie. Rozpoznanie budowy geologicznej, tj. charakteru litologicznego i tektonicznego stropu oraz geomechanicznych własności skał stropowych przeprowadza się poprzez obserwacje i kartowanie elementów tektonicznych stropu w trakcie rozcinania złoża oraz na podstawie wyników badań skał w profilach pionowych do wysokości minimum 25 m [2]. W tym celu odwierca się otwory geotechniczne w stropie wyrobiska o długości minimum 25 m. Ilość otworów geotechnicznych w rozpatrywanym rejonie powinna wynosić: przynajmniej jeden otwór na 15 ha powierzchni złoża, jeżeli własności skał są w miarę, stałe, a w przypadku istotnej zmienności ich geomechanicznych właściwości jeden otwór na 10 ha powierzchni złoża.

W ocenie warstw budujących strop bierze się pod uwagę: wytrzymałość skał stropowych na ściskanie R_c , zuskokowanie stropu „ u_h ”, wskaźnik gęstości zmineralizowanych szczelin „ z ”, wskaźnik średniego odstepu między spękaniem ciosowymi „ c ” i uławicenie warstw „ s ” [2].

Stosowane są następujące definicje:

– zuskokowanie stropu „ u_h ” [m^2/m], parametr charakteryzujący zaangażowanie tektoniczne rejonu (pola), identyfikowany jako wartość analizowanej powierzchni przypadająca na 1 mb uskoku,

– zagęszczenie zmineralizowanych szczelin „ z ” [cm/m^2], parametr charakteryzujący intensywność występowania szczelin zmineralizowanych w stropach wyrobisk, identyfikowany jako stosunek sumy długości wszystkich zinwentaryzowanych, zmineralizowanych szczelin do analizowanej powierzchni stropu,

– uławicenie stropu „ s ” (podzielność w kierunku pionowym) [m], parametr charakteryzujący budowę ławicową skał stropowych, identyfikowany jako średni odstęp między wszystkimi nieciągłościami poziomymi i zbliżonymi do poziomych, zarówno pochodzenia sedymentacyjnego, jak i tektonicznego,

– wskaźnik średniego odstepu między spękaniem ciosowymi „ c ” [m], spękania ciosowe są rezultatem naturalnej podzielności skał w ławicach, ujawniające się na ociosie wyrobiska. Posiadają zbliżoną orientację przestrzenną i kąt nachylenia oraz zbliżone parametry geomechaniczne.

Powyższe parametry określone są na podstawie następujących zależności:

uławicenie (podzielność w kierunku pionowym) stropu „ s ” określa się na podstawie pomiaru grubości ławic występujących w stropie wyrobisk analizowanego rejonu (pola). Wartość tego parametru określa się ze wzoru:

$$s = \frac{\sum_{i=1}^n S_i}{m}, \text{ m} \quad (4)$$

gdzie:

s – średni odstęp między spękaniem w ławicach – podzielność pozioma; m,

S_i – grubość i -tej ławicy w stropie wyrobiska, m,

n – ilość ławic,

m – grubość stropu, m.

Zagęszczenie zmineralizowanych szczelin „ z ” określa się na podstawie długości śladu zmineralizowanych szczelin na odsłoniętym stropie wyrobiska analizowanego rejonu (pola) w odniesieniu do powierzchni stropu tych wyrobisk. Wartość tego parametru określa się ze wzoru:

$$z = \frac{\sum_{i=1}^n l_i}{F}, \text{ cm/m}^2 \quad (5)$$

gdzie:

z – wskaźnik gęstości zmineralizowanych szczelin, cm/m^2 ,

l_i – długość śladu pojedynczej, i -tej szczelin, cm,

F – powierzchnia odsłoniętego stopu, m^2 ,

N – ilość zmineralizowanych szczelin występujących na powierzchni F .

Stopień zuskokowania „ u_h ” określa się na podstawie pomiaru długości śladu uskoku w wyrobiskach analizowanego rejonu (pola) w odniesieniu do powierzchni stopu tych wyrobisk. Wartość tego parametru określa się ze wzoru:

$$u_h = \frac{\sum_{i=1}^n d_i \cdot h_i}{F} \cdot 100, \% \quad (6)$$

gdzie:

u_h – stopień zuskokowania, %,

d_i – długość i -tego uskoku, m,

n – ilość uskoku,

F – powierzchnia rozpatrywanego stopu, m^2 .

Wskaźnik średniego odstepu między spękaniami ciosowymi „ c ” [m], określa się na podstawie pomiaru grubości ławic w stopie wykonywanego przy profilowaniu rdzeni z otworów geotechnicznych, względnie przez pomiar odstepu spękań w wydzielonych warstwach, odsłoniętych na ociosie wyrobiska w stosunku do ilości ławic. Wielkość tego wskaźnika jest zbliżona do średniej grubości ławic dla rozpatrywanego pakietu warstw stropowych i oblicza się go ze wzoru:

$$c = \frac{\sum_{i=1}^n g_i}{n}, \text{ m} \quad (7)$$

gdzie:

g_i – grubość i -tej ławicy w stopie, m,

n – ilość ławic.

Wytrzymałość na ściskanie R_c oblicza się wg wzoru:

$$R_c = 10^3 \frac{P_{\max}}{F_o}, \text{ MPa} \quad (8)$$

gdzie:

P_{\max} – wartość siły niszczącej, przy której nastąpiło zgniecenie próbki, kN,

F_o – przekrój poprzeczny próbki, mm^2 .

Na podstawie uzyskanych parametrów „ u_h ”, „ z ” oraz „ c ” posługując się nomogramami (wykresy) określa się cząstkowe wartości iloczynu współczynnika tektonicznego zaangażowania stopu „ M ”:

$$M = M_1 \cdot M_2 \cdot M_3 \quad (9)$$

gdzie:

M_1 – wartość cząstkowego współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu w zależności od u_n ,

M_2 – wartość cząstkowego współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu w zależności od z ,

M_3 – wartość cząstkowego współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu w zależności od c .

W przypadku, gdy nie wyznaczono któregoś ze wskaźników tektonicznych, w iloczynie należy uwzględnić tylko wyznaczone wskaźniki.

Złoże rud miedzi przecina szereg dyslokacji tektonicznych. Eksploatacja złoża w ich sąsiedztwie może wiązać się z zawałem stropu, jak również z występowaniem wysokoenergetycznych wstrząsów górotworu i związanego z tym zagrożenia tąpnięciami. Zaangażowanie tektoniczne złoża wyrażone jako $0 < M < 1$ jest mocno zróżnicowane. W kopalniach LGOM stosuje się pięć klas zaangażowania tektonicznego:

I klasa: $0,90 < M < 1,0$ złożo bardzo słabo zaangażowane tektonicznie

II klasa: $0,75 < M < 0,90$ złożo słabo zaangażowane tektonicznie

III klasa: $0,50 < M < 0,75$ złożo średnio zaangażowane tektonicznie

IV klasa: $0,25 < M < 0,50$ złożo mocno zaangażowane tektonicznie

V klasa: $0,00 < M < 0,25$ złożo bardzo mocno zaangażowane tektonicznie

Średnia wartość współczynnika tektonicznego zaangażowania górotworu w złożu rud miedzi M wynosi 0,53.

Przy określaniu klas stropu, obliczany jest wskaźnik stateczności stropu L_t będący iloczynem wartości średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie warstw skalnych R_c do wysokości 25 m od stropu wyrobiska, grubości ławic s oraz współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu M zgodnie z założeniami przedstawionymi w tablicy klasyfikacyjnej:

$$L_t = R_c \cdot s \cdot M \quad (10)$$

W zależności od wyznaczonych wielkości L_t kwalifikuje się stropy w określonej partii złoża do jednej z czterech klas [2].

I klasa: $L_t \leq 15$ i $M < 0,25$, strop o budowie drobno ławicowej i niskiej wytrzymałości. Bardzo duże zaangażowanie tektoniczne warstw stropowych. Strop wykazuje doszczelnianie zrobów na skutek samoczynnego obrywania się i odpadania płatów skalnych.

II klasa: $15 < L_t \leq 25$ i $0,25 \leq M < 0,75$, strop o zróżnicowanej budowie i wytrzymałości oraz o zmiennym zaangażowaniu tektonicznym. Obserwuje się tendencję do odpadania płatów lub bloków skalnych nad zrobami.

III klasa: $25 < L_t \leq 50$ i $0,75 \leq M < 0,90$, strop o budowie grubo ławicowej i dużej wytrzymałości oraz małym zaangażowaniu tektonicznym. Lokalnie strop sztywny o dużej nośności, zdolny do akumulowania energii sprężystej i gwałtownego jej oddawania podczas okresowych jego załamań.

IV klasa: $L_t > 50$ i $0,90 \leq M < 1,0$, strop o budowie grubo ławicowej i bardzo dużej wytrzymałości oraz o bardzo małym zaangażowaniu tektonicznym. Na całej powierzchni strop sztywny o dużej nośności, zdolny do akumulowania dużej ilości energii sprężystej i gwałtownego jej oddawania podczas okresowych jego załamań.

4. ZMIENNOŚĆ PARAMETRÓW KLASYFIKACYJNYCH SKAŁ STROPOWYCH

Analizą objęto zarówno cały obszar górniczy O/ZG Lubin, jak i wybrane pola eksploatacyjne: XII/1,3–5; XIII/1,1a; II/23–24, LZ/1–4. Materiał wyjściowy stanowiły dane pochodzące z otworów badawczych zgromadzone w archiwum kopalni. Analizie statystycznej poddano wyniki pomiarów średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie w 206 punktach (otworach) oraz wskaźnika stateczności stropu, współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu oraz miąższości ławic w 90 punktach (otworach). Punkty badawcze stanowią otwory stropowe, wykonane w stropie do głębokości 10 i 25 m.

Parametry klasyfikacyjne skał stropowych wyznaczane są w badaniach laboratoryjnych na próbkach skał pobranych z poszczególnych warstw górotworu z otworu rdzeniowego. Badania wykonuje się na wiarygodnej populacji, a ich wyniki są uśredniane. Można zauważyć, że uzyskane w taki sposób własności skał posiadają charakter zmiennej losowej o rozkładzie normalnym prawdopodobieństwa. Na podstawie analizy rozkładu ilości powtórzeń wartości zmierzonej dyskretną zmienną losową można zamienić na ciągłą zmienną losową o określonym rozkładzie. Traktując wyniki badań własności skał przeprowadzonych dla poszczególnych otworów badawczych jako zmienną losową można przyporządkować poszczególnym wartościom zmiennej wartość prawdopodobieństwa, a w przypadku zmiennej losowej typu ciągłego – wartość gęstości prawdopodobieństwa. W opracowaniu przyjęto dyskretną postać zmiennej losowej. Jako miernik zmienności analizowanego parametru przyjmuje się często wskaźnik zmienności wyrażony jako stosunek odchylenia standardowego do wartości średniej. Wskaźnik ten może być stosowany dla zmiennych losowych o normalnym rozkładzie prawdopodobieństwa.

Z parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych uwzględniono: średnią ważoną wytrzymałość na ściskanie (R_c), wskaźnik stateczności stropu (L_t), współczynnik tektonicznego zaangażowania stropu (M) oraz miąższość ławic (s). Dla całego obszaru górniczego O/ZG Lubin statystycznej analizie poddano wszystkie w/w parametry klasyfikacyjne, natomiast dla wybranych pól eksploatacyjnych przeanalizowano średnią ważoną wytrzymałość na ściskanie.

Zakładając probabilistyczny model złoża oraz traktując parametry klasyfikacyjne skał stropowych jako zmienne losowe o normalnym rozkładzie prawdopo-

bieństwa dla poszczególnych zbiorów wyników obliczono średnią arytmetyczną (\bar{x}), wartość modalną (\bar{x}_{mo}), medianę (M_e), odchylenie standardowe (S) oraz współczynnik zmienności (ν). W statystycznych obliczeniach przeprowadzonych dla parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych zastosowano poniżej przedstawione definicje i wzory.

Średnią arytmetyczną definiuje się jako sumę wartości cechy mierzalnej podzieloną przez liczbę jednostek skończonej zbiorowości statystycznej. Opisuje się ją wzorem:

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i \quad (11)$$

Wartość modalna (moda, dominanta) wskazująca na wartość o największym prawdopodobieństwie wystąpienia, lub wartość najczęściej występująca w próbie. Dla cechy ciągłej znajdujemy najpierw przedział, w którym jest moda, tzn. taki przedział (x_{i-1}, x_i), któremu odpowiada największa częstość, a wartość mody znajdujemy ze wzoru:

$$\bar{x}_{mo} = x_{i-1} + \frac{n_i - n_{i-1}}{(n_i - n_{i-1}) + (n_i - n_{i+1})} (x_i - x_{i-1}) \quad (12)$$

gdzie:

n_i – częstość przedziału mody,

n_{i-1} – częstość przedziału poprzedzającego przedział mody,

n_{i+1} – częstość przedziału poprzedzającego przedział mody.

Mediana to wartość środkowa, która znajduje się w szeregu uporządkowanym wartości, poniżej, której i powyżej której znajduje się jednakowa liczba obserwacji.

Odchylenie standardowe mówi, jak szeroko rozproszone są próby (wartości) od wartości średniej. Definiuje się je wzorem:

$$s = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}{n-1}} = \sqrt{\frac{n}{n-1} (\bar{x}^2 - (\bar{x})^2)} \quad (13)$$

gdzie:

x_i – kolejne wartości danej zmiennej losowej w próbie,

\bar{x} – to średnia arytmetyczna z próby,

\bar{x}^2 – to średnia arytmetyczna kwadratów wartości z próby,

n – to liczba elementów w próbie.

Współczynnik zmienności to stosunek bezwzględnej miary zmienności cechy i średniej wartości tej cechy, jest wielkością niemianowaną, najczęściej podawaną w procentach:

$$v = \frac{S}{\bar{x}} \cdot 100\% \quad (14)$$

gdzie:

s – odchylenie standardowe,

\bar{x} – średnia arytmetyczna.

4.1. ZMIENNOŚĆ PARAMETRÓW KLASYFIKACYJNYCH SKAŁ STROPOWYCH W OBSZARZE GÓRNICZYM O/ZG „LUBIN”

W statystycznych analizach jako miernik zmienności analizowanego parametru przyjmuje się wskaźnik zmienności wyrażony jako stosunek odchylenia standardowego do wartości średniej. Wskaźnik ten może być stosowany dla zmiennych losowych o normalnym rozkładzie prawdopodobieństwa. Dla określenia typu rozkładu zmiennych losowych w opracowaniu obliczono prawdopodobieństwo z liczby wskazań wartości poszczególnych parametrów. Po określeniu typu rozkładu obliczono współczynnik zmienności poszczególnych parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych zgodnie ze wzorem 14. Wyniki obliczeń umieszczono w tabelach 1–6.

Tabela 1. Współczynnik zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie R_c w O/ZG „Lubin”
Table 1. Variation ratio of weighted mean value of compression strength R_c in “Lubin” mine

n	\bar{x}	\bar{x}_{mo}	M_e	S	v
206	133,59	127,2	133,9	23,43	17,54

Tabela 2. Współczynnik zmienności wskaźnika stateczności stropu L_t , współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu M i miąższości ławic s obszarze górniczym O/ZG „Lubin”
Table 2. Variation ratio of roof stability L_t , roof tectonic index M and bank thickness s in “Lubin” mine

Parametr	n	\bar{x}	\bar{x}_{mo}	M_e	S	v
L_t	90	19,63	16,62	17,8	5,62	28,61
M	90	0,74	0,70	0,8	0,08	10,84
s	90	0,22	0,19	0,2	0,07	32,31

Dla określenia typu rozkładu zmiennej losowej obliczono prawdopodobieństwo $f(t)$ z liczby powtórzeń wartości poszczególnych parametrów klasyfikacyjnych: średniej

wytrzymałości na ściskanie, wskaźnika stateczności stropu, współczynnika zaangażowania tektonicznego stropu oraz miąższości ławic.

Prawdopodobieństwo z liczby powtórzeń wartości średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie R_c zostało określone na podstawie częstości policzonej dla 11 przedziałów o szerokości 15 jednostek średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie obejmującej cały zakres wartości (min = 58, max = 207,1). Można zauważyć, że wszystkie parametry klasyfikacyjne są zmiennymi losowymi o normalnym rozkładzie prawdopodobieństwa (tabela 3–6).

Wielkość średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie (tabela 3) w skrajnie zarejestrowanych przypadkach waha się od 58 MPa do 207,1 MPa. Najczęściej wartość jej znajduje się w przedziale od 116 MPa do 130 MPa. W tej klasie mieści się 24,8% obserwacji. Niemal 50% (48,1%) badanej próby mieści się w dwóch klasach (116–130 MPa oraz 131–145 MPa). Przedstawiony rozkład prawdopodobieństwa $f(t)$ średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie jest rozkładem normalnym (tabela 3). Współczynnik zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie wynosi 17,54%, a więc badane złoża można zaliczyć do grupy złóż o małej zmienności tego parametru (tabela 1).

Podobnie zostały wyznaczone prawdopodobieństwa:

- wskaźnika stateczności stropu L_t (częstość dla 13 przedziałów o szerokości 2 jednostek wskaźnika stateczności stropu obejmującej cały zakres wartości, min = 9,7, max = 34,2) (tabela 4),
- współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu M (częstość dla 11 przedziałów o szerokości 0,05 jednostek współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu obejmującej cały zakres wartości, min = 0,48, max = 0,98) (tabela 5),
- miąższości ławic s (częstość dla 8 przedziałów o szerokości 0,05 jednostek miąższości ławic obejmującej cały zakres wartości, min = 0,11, max = 0,45) (tabela 6).

Podobnie jak wielkość średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie, wartość wskaźnika stateczności stropu w skrajnie zarejestrowanych przypadkach waha się w szerokim przedziale (od 9,7 do 34,2). Najczęściej wartość jej znajduje się w przedziale od 15 do 17 – w tej klasie mieści się 36,7% obserwacji. Przedstawiony rozkład prawdopodobieństwa $f(t)$ współczynnika stateczności stropu jest rozkładem normalnym (tabela 4). W klasach 15–17 i 17–19 mieści się 61,1% obserwacji badanej próby. Wynika z tego, że na podstawie wskaźnika stateczności stropu, 1,1% złóża zaliczana jest do I klasy stropu, aż 87,7% do II klasy stropu, 11,1% do III klasy i 0% do IV klasy stropu. Współczynnik zmienności wskaźnika stateczności stropu jest względnie wysoki i wynosi 28,61% (tabela 2).

Wartość współczynnika zmienności współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu jest najmniejsza spośród badanych parametrów i wynosi 10,84% (tabela 2). Aż 44,4% badanej próby mieści się w jednym przedziale (tabela 5). Przedstawiony rozkład prawdopodobieństwa $f(t)$ współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu

jest rozkładem normalnym (tabela 5). Na podstawie współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu złoże nie jest zaliczane do I klasy stropu, w 66,7% zaliczane jest do II, w 31,1% do III i w 2,2% do IV klasy stropu.

Tabela 3. Rozkład prawdopodobieństwa średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie R_c w O/ZG „Lubin”
Table 3. Probability distribution of weighted mean value of compression strength R_c in “Lubin” mine

Przedziały (klasy)	Częstość skumulowana $\sum n_i$	Liczność n_i	Dystrybuanta $F(t)$	Prawdopodobieństwo $f(t)$
0–70	2	2	0,010	0,01
71–85	2	0	0,010	0,00
86–100	8	6	0,039	0,03
101–115	46	38	0,223	0,18
116–130	97	51	0,471	0,25
131–145	145	48	0,704	0,23
146–160	178	33	0,864	0,16
161–175	198	20	0,961	0,10
176–190	203	5	0,985	0,02
191–205	205	2	0,995	0,01
206–220	206	1	1,000	0,00

Tabela 4. Rozkład prawdopodobieństwa wartości wskaźnika stateczności stropu L_t w O/ZG „Lubin”
Table 4. Probability distribution of roof stability L_t in “Lubin” mine

Przedziały (klasy) [MPa]	Częstość skumulowana $\sum n_i$	Liczność n_i	Dystrybuanta $F(t)$	Prawdopodobieństwo $f(t)$
0–11	1	1	0,011	0,01
12–13	1	0	0,011	0,00
14–15	1	0	0,011	0,00
16–17	34	33	0,378	0,37
18–19	56	22	0,622	0,24
20–21	68	12	0,756	0,13
22–23	76	8	0,844	0,09
24–25	80	4	0,889	0,04
26–27	80	0	0,889	0,00
28–29	80	0	0,889	0,00
30–31	80	0	0,889	0,00
32–33	81	1	0,900	0,01
34–35	90	9	1,000	0,10

Mięszczość ławic charakteryzuje się największą wartością współczynnika zmienności (32,31%) (tabela 2). Najczęściej wartość tego parametru znajduje się w przedziale 0,15–0,20, co stanowi 48,9% (tabela 6). Przedstawiony rozkład prawdopodobieństwa $f(t)$ wartości mięszczości ławic jest rozkładem normalnym (tabela6).

Tabela 5. Rozkład prawdopodobieństwa wartości współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu M w obszarze górniczym O/ZG „Lubin”
Table 5. Probability distribution of roof tectonic index M in “Lubin” mine

Przedziały (klasy) [MPa]	Częstość skumulowana $\sum n_i$	Liczność n_i	Dystrybuanta $F(t)$	Prawdopodobieństwo $f(t)$
0,5	3	3	0,033	0,03
0,55	3	0	0,033	0,00
0,6	4	1	0,044	0,01
0,65	9	5	0,100	0,06
0,7	20	11	0,222	0,12
0,75	60	40	0,667	0,44
0,8	83	23	0,922	0,26
0,85	84	1	0,933	0,01
0,9	88	4	0,978	0,04
0,95	88	0	0,978	0,00
1	90	2	1,000	0,02

Tabela 6. Rozkład prawdopodobieństwa wartości mięszczości ławic s w O/ZG „Lubin”
Table 6. Probability distribution of bank thickness s in “Lubin” mine

Przedziały (klasy) [MPa]	Częstość skumulowana $\sum n_i$	Liczność n_i	Dystrybuanta $F(t)$	Prawdopodobieństwo $f(t)$
0,15	3	3	0,033	0,03
0,2	47	44	0,522	0,49
0,25	80	33	0,889	0,37
0,3	80	0	0,889	0,00
0,35	84	4	0,933	0,04
0,4	84	0	0,933	0,00
0,45	90	6	1,000	0,07
0,5	90	0	1,000	0,00

4.2. ZMIENNOŚĆ WYTRZYMAŁOŚCI SKAŁ STROPOWYCH NA ŚCISKANIE W WYBRANYCH POLACH EKSPLOATACYJNYCH

Rozkład prawdopodobieństwa wartości średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie $R_c f(t)$ w wybranych polach eksploatacyjnych został określony w podobny sposób jak w przypadku obliczeń dla obszaru górniczego (rozdział 4.1). Został on obliczony na podstawie częstości wskazań dla 12 przedziałów o szerokości 10 jednostek wy-

trzymałości na ściskanie obejmującej cały zakres wartości (min = 104,0 MPa, max = 207,1 MPa). Następnie obliczono współczynnik zmienności tego parametru w poszczególnych polach (tabela 7). Kolorem szarym zaznaczono pola o dużej aktywności sejsmicznej, natomiast bez zaznaczenia pozostawiono pola o małej.

Można stwierdzić, że podobnie jak w przypadku całego obszaru górniczego, w każdym badanym polu rozkład prawdopodobieństwa średniej wytrzymałości na ściskanie ma charakter normalny. Średnia ważona wytrzymałość w polu XII/1, 3–5 w skrajnie zarejestrowanych przypadkach waha się od 104 MPa do 181,5 MPa. Najczęściej wartość jej znajduje się w przedziale od 141 MPa do 150 MPa. W tej klasie mieści się 35,3% obserwacji. W polu XIII/1–1a średnia ważona wytrzymałość na ściskanie najczęściej występuje w dwóch przedziałach: 161–170 MPa oraz 171–180 MPa. W klasach tych znajduje się po 33,3% obserwacji. W polach II/23–24 oraz LZ/1–4 wielkość średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie najczęściej występuje w klasie 151–160 MPa. W polu II/23–24 daje to 38,9% obserwacji, natomiast w polu LZ/1–4 30,0%.

Porównując pola o dużej i małej aktywności sejsmicznej, nie można stwierdzić znacznej różnicy w wartościach średniej arytmetycznej, wartości modalnej oraz medianie, jedynie w polu XIII/1,1a widać różnicę, ale może być ona spowodowana bardzo małą ilością prób wziętą do analizy. Brak znaczącej różnicy w tych wartościach, mógłby sugerować, że średnia ważona wytrzymałość na ściskanie skał stropowych nie jest decydującym czynnikiem, który ma wpływ na aktywność sejsmiczną, co też potwierdzają liczne badania i literatura, natomiast ma istotne znaczenie przy klasyfikacji skał w aspekcie zagrożenia tąpnięciami.

Biorąc pod uwagę wartość współczynnika zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie, badane złoża w wybranych polach eksploatacyjnych można zaliczyć do grupy złóż o małej zmienności tego parametru. W polu XII/1,3–5 wynosi on 15,43%, w polu XIII/1,1a 12,44%, w polu II/23–24 11,85% i w polu LZ/1–4 16,58%. Jak widać, współczynnik ten w polach o dużej aktywności sejsmicznej niewiele różni się od współczynnika stwierdzonego w polach o mniejszej aktywności sejsmicznej.

Tabela 7. Współczynnik zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie R_c skał stropowych w wybranych polach eksploatacyjnych O/ZG „Lubin”

Table 7. Variation ratio of weighted mean value of compression strength R_c of roof rocks in selected mining panels in “Lubin” mine

Pole	n	\bar{x}	\bar{x}_{mo}	M_e	S	v
G-8 XII /1, 3–5	17	144,49	150,71	145,80	22,29	15,43
G-2 XIII/1–1a	9	156,52	170,00	162,50	19,47	12,44
G-9 II/23, 24	18	145,16	149,00	151,20	17,20	11,85
G-7 LZ/1–4	10	150,51	147,50	148,70	24,95	16,58

Przeprowadzona analiza nie jest jednak dokładna, ze względu na małą ilość prób, dlatego też zrezygnowano z wyznaczenia wskaźnika stateczności stropu, współczyn-

nika tektonicznego zaangażowania stropu oraz miąższości ławic dla wybranych pól eksploatacyjnych.

5. AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA I ROZKŁAD PARAMETRÓW KLASYFIKACYJNYCH SKAŁ STROPOWYCH W O/ZG „LUBIN” W LATACH 2005–2007

Aktywność sejsmiczna górotworu w kopalniach LGOM charakteryzowana jest najczęściej ilością rejestrowanych wstrząsów i ich energią, oraz wydatkiem energii sejsmicznej na jednostkę powierzchni wybranego złoża lub ilości wydobytej rudy. Porównanie tych danych z poszczególnych kopalń i oddziałów eksploatacyjnych pozwala wskazać na miejsca największego potencjalnego zagrożenia zjawiskami dynamicznymi. Analiza parametrów aktywności sejsmicznej pozwala również oceniać i kontrolować skuteczność zastosowanych metod profilaktyki tąpaniowej. Aktywność sejsmiczna górotworu w O/ZG „Lubin” wzrasta i będzie wzrastać stale wraz z podejmowaniem eksploatacji na dużych głębokościach. Dlatego mimo dużych osiągnięć w zakresie profilaktyki tąpaniowej konieczne jest kontynuowanie działalności i starań w tej dziedzinie, co w perspektywie kilku lat doprowadzić może do zauważalnej poprawy prowadzenia robót górniczych w warunkach bezpiecznych dla załogi.

W celu określenia wpływu zmienności parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych na aktywność sejsmiczną badanego obszaru przeprowadzono analizę zmienności aktywności w latach 2005–2007. Aktywność sejsmiczną badanego obszaru przedstawiono za pomocą rozkładów w czasie, ilości i energii wstrząsów. Aby wykonać analizę wpływu zmienności parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych na poziom aktywności sejsmicznej, na podstawie danych z otworów skonstruowano izolinie tych parametrów dla całego obszaru górniczego O/ZG „Lubin” oraz dla wybranych pól eksploatacyjnych. Izolinie wykonano dla średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie (R_c), wskaźnika stateczności stropu (L_t), współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu (M) oraz miąższości ławic (s).

Analizie poddano cały obszar górniczy O/ZG Lubin oraz cztery wybrane pola eksploatacyjne: XIII/1, 1a w oddziale G-2, XII/1, 3–5 w oddziale G-8 i II/23, 24 w oddziale G-9 oraz LZ/1–4 w oddziale G-7. Wykorzystano wyniki pomiarów sejsmologicznych uzyskane w analizowanym obszarze w latach 2005–2007 przez Kopalnianą Stację Geofizyki Górniczej w O/ZG „Lubin”.

5.1. PARAMETRY KLASYFIKACYJNE SKAŁ STROPOWYCH I AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA W OBSZARZE GÓRNICZYM O/ZG „LUBIN”

W latach 2005–2007 w kopalni Lubin wystąpiło 5194 wstrząsów o energii $E \geq 10^3 \text{J}$, z czego 1371 (26,40%) w roku 2005, 1888 (36,35%) w roku 2006 i 1935 (37,25%) w roku 2007. Wynika z tego, że rok 2005 był najmniej aktywny sejsmicznie,

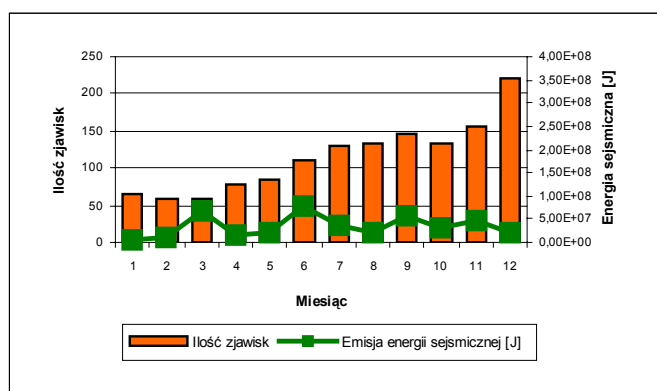
natomiast rok 2007 był najbardziej aktywny sejsmicznie (rys. 1), należy również zaznaczyć, że pierwsze pięć miesięcy 2005 roku należały do jednych z najmniej aktywnych miesięcy w analizowanym okresie. Zjawiska wysokoenergetyczne stanowią 24,32%–1263 wstrząsy.

Najwięcej zjawisk wysokoenergetycznych wystąpiło w roku 2007 w ilości 701, co stanowi 13,50%. Wydatek energetyczny, czyli wielkość sumarycznej energii sejsmicznej w latach 2005–2007 wyniósł $3,3 \times 10^9$ J. W roku 2005 wynosił on $4,12 \times 10^8$ J (12,65%), w 2006 $7,68 \times 10^8$ J (23,55%) i najwięcej wynosił on w roku 2007 $2,08 \times 10^9$ J, co stanowi 63,80% energii sejsmicznej (rys. 1–3). W sierpniu 2006 roku, marcu i sierpniu 2007 roku zanotowano wstrząs o energii $E \geq 10^8$ J.

Rozkład parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych w obszarze górniczym O/ZG „Lubin” scharakteryzowano na podstawie przebiegu izolinii tych parametrów.

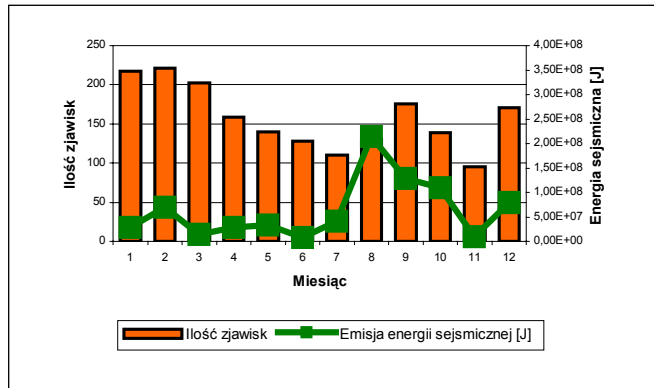
Rozkład średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie (rys. 4) jest dosyć nierównomierny w całym obszarze. Wskaźnik zmienności tego parametru wynosi 17,54%. Można zauważyć, lokalny spadek wytrzymałości w południowej części obszaru oraz obszary o lokalnym wzroście tego parametru w całym obszarze górniczym. Nie można stwierdzić związku pomiędzy rozkładem tego parametru a aktywnością sejsmiczną poszczególnych rejonów.

Wskaźnik stateczności stropu ma współczynnik zmienności 28,67%. Na podstawie izolinii wskaźnika stateczności stropu w obszarze górniczym można stwierdzić, że w zachodniej części obszaru jest on najmniejszy, natomiast wzrasta w południowo-wschodniej i wschodniej partii obszaru (rys. 5). Nie jest widoczna prawidłowość, świadcząca o związku bezpośrednim wzrostu aktywności sejsmicznej ze wzrostem tego wskaźnika.

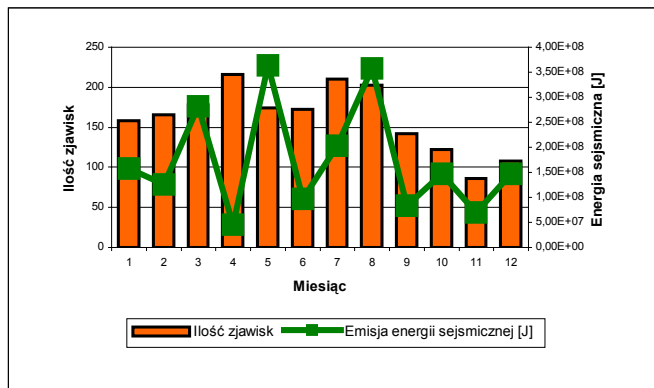


Rys. 1. Miesięczna aktywność sejsmiczna w kopalni „Lubin” w 2005 roku
Fig. 1. Seismic activity in successive months in “Lubin” mine in year 2005

Wskaźnik zmienności współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu wynosi 10,84%. Na podstawie przebiegu izolinii można stwierdzić, że współczynnik ten przyjmuje dosyć wyrównane wartości w całym obszarze, za wyjątkiem północno-zachodniej części kopalni gdzie osiąga największe wartości (rys. 6).

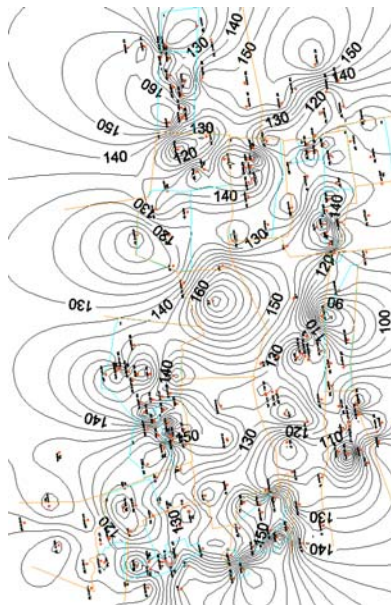


Rys. 2. Miesięczna aktywność sejsmiczna w kopalni „Lubin” w 2006 roku
Fig. 2. Seismic activity in successive months in “Lubin” mine in year 2006

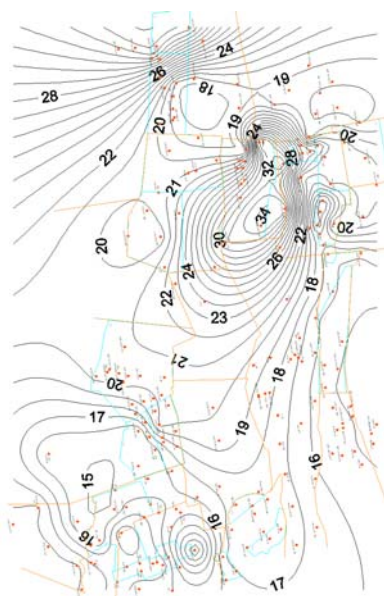


Rys. 3. Miesięczna aktywność sejsmiczna w kopalni „Lubin” w 2007 roku
Fig. 3. Seismic activity in successive months in “Lubin” mine in year 2007

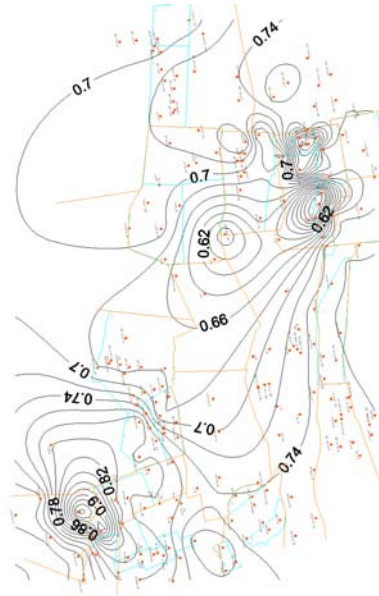
Współczynnik zmienności miąższości ławic wynosi 32,31%. Izolinie miąższości ławic wskazują, że najmniejsza miąższość występuje w zachodniej części obszaru i systematycznie rośnie w kierunku zachodnim (rys. 7). Nie można stwierdzić prawidłowości, świadczącej o związku bezpośrednim wzrostu aktywności sejsmicznej ze wzrostem zarówno współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu, jak i miąższości warstw.



Rys. 4. Rozkład średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie w obszarze górniczym O/ZG „Lubin”
Fig. 4. Distribution of weighted mean value of compression strength in “Lubin” mining area

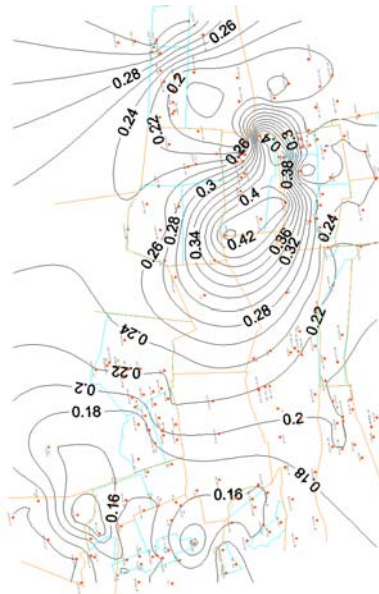


Rys. 5. Rozkład wskaźnika stateczności stropu w obszarze górniczym O/ZG „Lubin”
Fig. 5. Distribution of roof stability in “Lubin” mining area



Rys. 6. Rozkład współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu w obszarze górniczym O/ZG „Lubin”

Fig. 6. Distribution of roof tectonic index in “Lubin” mining area

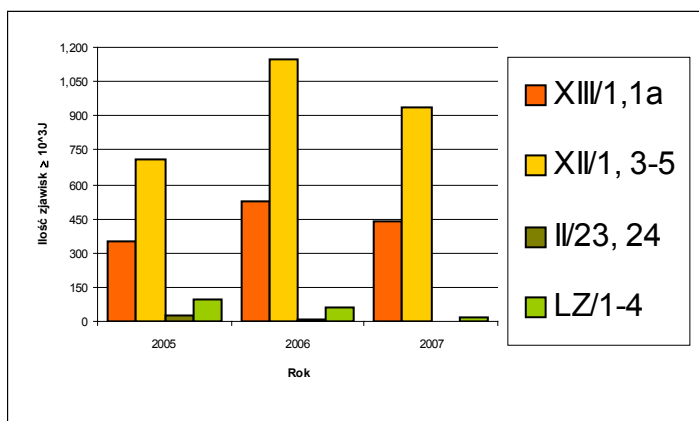


Rys. 7. Rozkład miąższości ławic w obszarze górniczym O/ZG „Lubin”

Fig. 7. Distribution of bank thickness in “Lubin” mining area

5.2. WYTRZYMAŁOŚĆ SKAŁ STROPOWYCH NA ŚCISKANIE I AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA W WYBRANYCH POLACH EKSPLOATACYJNYCH

W wybranych polach eksploatacyjnych w latach 2005–2007 wystąpiło 4318 zjawisk dynamicznych o energii $E \geq 10^3$ J, co stanowi 83,13% wszystkich zjawisk, które wystąpiły w kopalni w analizowanym okresie, z czego 3581 (82,93%) to były zjawiska niskoenergetyczne, a 737 (17,07%) wysokoenergetyczne. Sumaryczna energia wyniosła $9,94 \times 10^8$ J (rys. 8, 9).



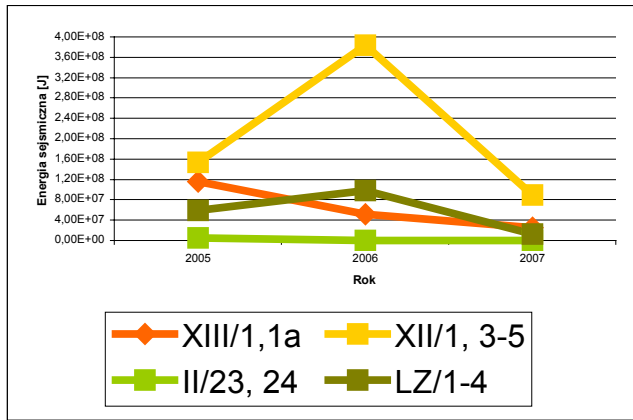
Rys. 8. Ilość wstrząsów w wybranych polach eksploatacyjnych w latach 2005–2007

Fig. 8. Number of tremors in selected mining panels in 2005–2007 years

W roku 2005 ilość zjawisk o energii $E \geq 10^3$ J wyniosła 1177, co stanowi 27,26% zarejestrowanych zjawisk w analizowanych polach. Najbardziej aktywnym polem w tym roku było pole XII/1,3–5, w którym wystąpiło 712 zjawisk (60,49%). Również w tym polu została wyzwolona największa sumaryczna energia sejsmiczna $1,53 \times 10^8$ J, co stanowiło 45,94% sumarycznej energii sejsmicznej wyzwolonej w roku 2005 i 15,38% w latach 2005–2007 w analizowanych polach. Łączna wyzwolona sumaryczna energia w badanych polach wyniosła $3,33 \times 10^8$ J – 33,49% sumarycznej energii sejsmicznej wyzwolonej w analizowanym okresie (rys. 8, 9).

Rok 2006 był najbardziej aktywnym sejsmicznie rokiem spośród analizowanych lat, wystąpiło, aż 1744 (40,39%) wstrząsy o energii $E \geq 10^3$ J oraz 309 wysokoenergetycznych wstrząsów. Również wystąpiła największa sumaryczna energia sejsmiczna $5,34 \times 10^8$ J (53,76%). Podobnie jak w roku 2005, najbardziej aktywnym sejsmicznie polem jest pole XII/1, 3–5, w którym wystąpiło 1150 (65,94%) wstrząsów oraz wyzwolona została energia sejsmiczna, która wyniosła $3,83 \times 10^8$ J, czyli 71,70% suma-

rycznej energii sejsmicznej wyzwolonej w roku 2006 i aż 38,55% sumarycznej energii sejsmicznej wyzwolonej w latach 2005–2007 w analizowanych polach (rys. 8, 9).



Rys. 9. Wyzwolona energia sejsmiczna w wybranych polach eksploatacyjnych w latach 2005–2007

Fig. 9. Seismic energy released in selected mining panels in 2005–2007 years

W roku 2007 wystąpiło 1397 (32,35%) wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J w tym 1176 (84,18%) niskoenergetycznych i 221 (15,82%) wysokoenergetycznych. Również w tym roku najaktywniejszym polem było pole XII/1, 3–5, gdzie wystąpiło 67,14% (938) wszystkich zjawisk, jakie wystąpiły w tym roku. We wszystkich polach, widoczny jest spadek aktywności sejsmicznej w stosunku do 2006 roku, należy również zauważyć że pole II/23, 24 jest niemal nieaktywne sejsmicznie. Wystąpiły w nim tylko 2 wstrząsy niskoenergetyczne, o łącznej wyzwolonej energii sejsmicznej $1,01 \times 10^4$ J. Łączna wyzwolona energia sejsmiczna w roku 2007 wyniosła $5,34 \times 10^8$ J, co stanowi 12,75% łącznej wyzwolonej energii sejsmicznej w analizowanych latach (rys. 8, rys. 9).

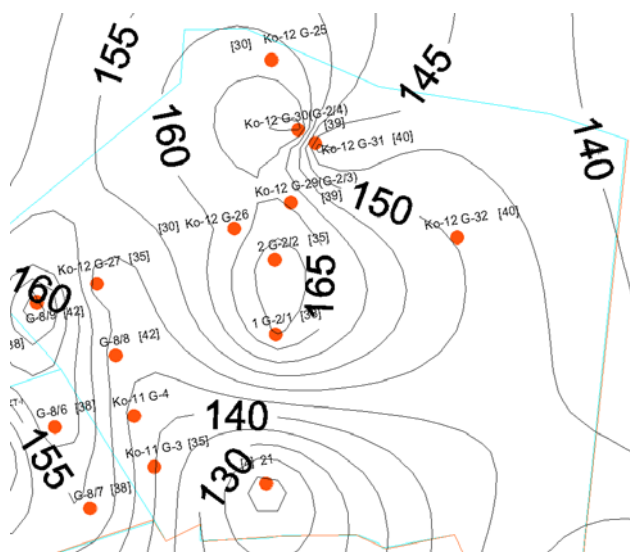
POLE XII/1,1A ODDZIAŁ G-2

Pole XIII/1, 1a jest zaliczane do pól o wysokiej aktywności sejsmicznej, o czym świadczy ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J w latach 2005–2007, 1307. Z czego 347 (26,55%) w roku 2005, 524 (40,09%) w roku 2006 i 436 (33,36%) w roku 2007. Ogólnie w tym polu zarejestrowano 1128 wstrząsów niskoenergetycznych, co stanowi 86,30% wszystkich zjawisk dynamicznych oraz 179 (13,70%) zjawisk wysokoenergetycznych. Najwięcej zjawisk wysokoenergetycznych wystąpiło w roku 2006, 71, co stanowi 5,43% wszystkich zjawisk. Wielkość sumarycznej energii sejsmicznej w la-

tach 2005–2007 wyniosła $1,93 \times 10^8$ J. W roku 2006 nastąpił znaczny wzrost ilości wstrząsów do 524 (40,09%), natomiast odnotowano spadek sumarycznej energii, która wyniosła $5,22 \times 10^7$ J (26,99%). W roku 2007 nastąpił spadek ilości wstrząsów do 436 (33,36%) oraz spadek sumarycznej energii sejsmicznej do $2,53 \times 10^7$ J, co stanowi 13,10% i jest najmniejszą sumaryczną energią sejsmiczną wyemitowaną w latach 2005–2007 w badanym polu.

Eksploatacja w polu XIII/1,1a w latach 2005–2007 prowadzona była w kierunku W-E. W tym czasie zaobserwowano spadek wyzwolonej energii z $1,16 \times 10^8$ J do $2,53 \times 10^7$ J. Ilość wstrząsów wysokoenergetycznych na przestrzeni tych lat wzrosła od 41 do 67, a wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J od 347 do 524 i do 436.

Wskaźnik zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie skał stropowych wynosi 12,44%. Na podstawie przebiegu izolinii tego parametru, można stwierdzić, że w kierunku zgodnym z kierunkiem prowadzenia eksploatacji, średnia ważona wytrzymałości nieznacznie spadła ze 165 do około 140 (rys. 10). Opisany powyżej rozkład nie pozwala jednoznacznie powiązać zmiany aktywności sejsmicznej z rozkładem wytrzymałości na ściskanie skał stropowych.



Rys. 10. Rozkład średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie w polu XIII/1,1a

Fig. 10. Distribution of weighted mean value of compression strength in XIII/1,1a mining panel

POLE XII/1,3–5 ODDZIAŁ G-8

Pole XII/1, 3–5 jest najbardziej aktywnym sejsmicznie polem w badanym obszarze. W latach 2005–2007 odnotowano w sumie 2800 wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J, i sumaryczną wyzwoloną energią sejsmiczną $6,26 \times 10^8$ J.

W 2005 roku wystąpiło 712 (25,43% wszystkich wstrząsów w analizowanym okresie) zjawisk dynamicznych energii $E \geq 10^3$ J o łącznej wyzwolonej energii $1,53 \times 10^8$ J, co stanowiło 24,48% całej wyzwolonej energii w latach 2005–2007. Rok 2006 w porównaniu z poprzednim charakteryzował się znacznie większą aktywnością pod względem zarówno energii jak i ilości wstrząsów. Wystąpiło 1150 (41,07%) wstrząsów energii $E \geq 10^3$ J o łącznej wyzwolonej energii $3,83 \times 10^8$ J (61,26%). Rok 2007 charakteryzuje się spadkiem ilości zjawisk dynamicznych do 938 (33,50%) oraz spadkiem wyzwolonej energii sejsmicznej do $8,93 \times 10^7$ J (14,26%), co stanowi najmniejszą wartość w badanym polu. Podobnie jak w poprzednich latach wstrząsy niskoenergetyczne przeważały w swojej aktywności 784 (84,12%) zjawisk.

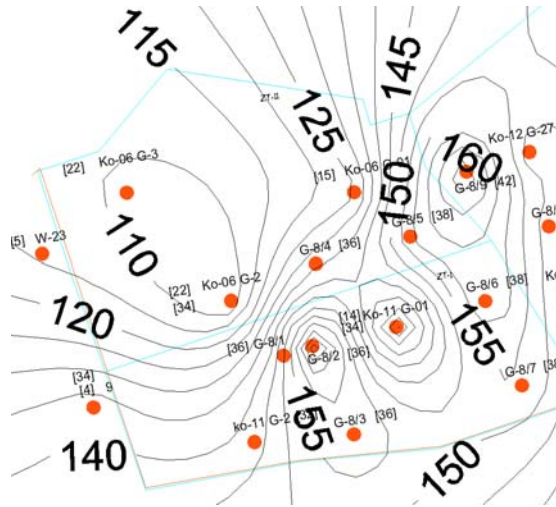
Eksploatacja w polu XII/1,3–5 w latach 2005–2007 prowadzona była w kierunku W-E. W tym czasie zaobserwowano najpierw wzrost energii do $3,83 \times 10^8$ J a potem spadek wyzwolonej energii do $8,93 \times 10^7$ J. Ilość wstrząsów wysokoenergetycznych na przestrzeni tych lat wzrosła od 123 do 217 i potem spadła do 149, a wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J od 712 do 1150 i do 938.

Wskaźnik zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie skał stropowych wynosi 15,43%. Na podstawie przebiegu izolinii tego parametru, można stwierdzić, że w kierunku zgodnym z kierunkiem prowadzenia eksploatacji, średnia ważona wytrzymałości nieznacznie wzrosła ze 125 do około 130 a potem znacznie do 155 (rys. 11).

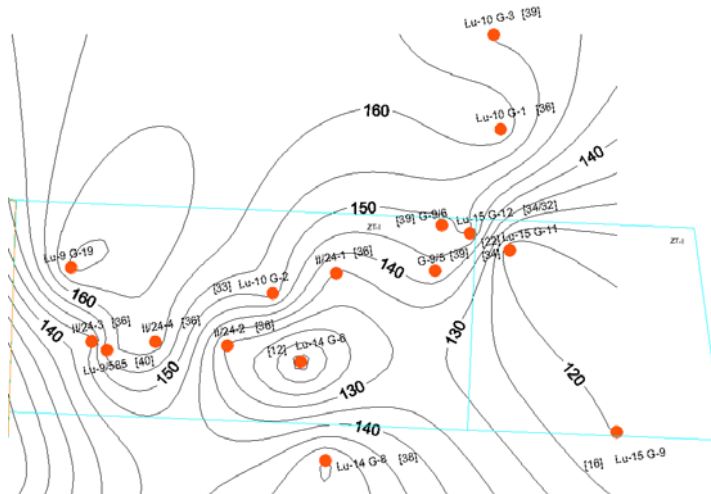
Opisany powyżej rozkład nie pozwala jednoznacznie powiązać zmiany aktywności sejsmicznej z rozkładem parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych. Można jednak powiedzieć, że wzrost wytrzymałości na ściskanie mógł wpłynąć na wzrost ilości wstrząsów w trakcie eksploatacji na przestrzeni lat 2005–2007.

POLE II/23–24 ODDZIAŁ G-9

Pole II/23–24 charakteryzuje się bardzo niską aktywnością sejsmiczną. W latach 2005–2007 zauważalny był spadek ilości zjawisk dynamicznych o energii $E \geq 10^3$ J z 25 do 2. Łącznie wystąpiło 40 wstrząsów, z czego niskoenergetycznych 31 (77,50%) oraz 9 (22,50%) wysokoenergetycznych. Łączna wyzwolona energia sejsmiczna w badanych latach wyniosła $5,33 \times 10^6$ J. W 2005 roku zarejestrowano największą ilość wstrząsów 25, co stanowi aż 62,50%. Wysokoenergetycznych wstrząsów było 8. Najwięcej wystąpiło wstrząsów o energii rzędu 10^4 J, 11, stanowiąc 44% wszystkich w roku. Wyzwolona energia wyniosła $4,76 \times 10^6$ J (89,25%). W roku 2006 wystąpiło 13 wstrząsów, stanowiących 32,50%. Należy zauważyć, że wystąpił tylko jeden wstrząs wysokoenergetyczny o energii $2,10 \times 10^5$ J i nie zarejestrowano wstrząsów o energiach większych od 10^6 J. Sumaryczna energia była mniejsza niż w roku poprzednim, wyniosła $5,63 \times 10^5$ J (10,56%).



Rys. 11. Rozkład średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie w polu XII/1,3-5
 Fig. 11. Distribution of weighted mean value of compression strength in XII/1,3-5 mining panel



Rys. 12. Rozkład średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie w polu II/23-25
 Fig. 12. Distribution of weighted mean value of compression strength in II/23-25 mining panel

Rok 2007 był zdecydowanie najmniej aktywnym rokiem, wystąpiły tylko 2 wstrząsy i były to wstrząsy niskoenergetyczne o energii rzędu 10^3 J. Łączna sumaryczna wywołana energia wyniosła $1,01 \times 10^4$ J (0,19%).

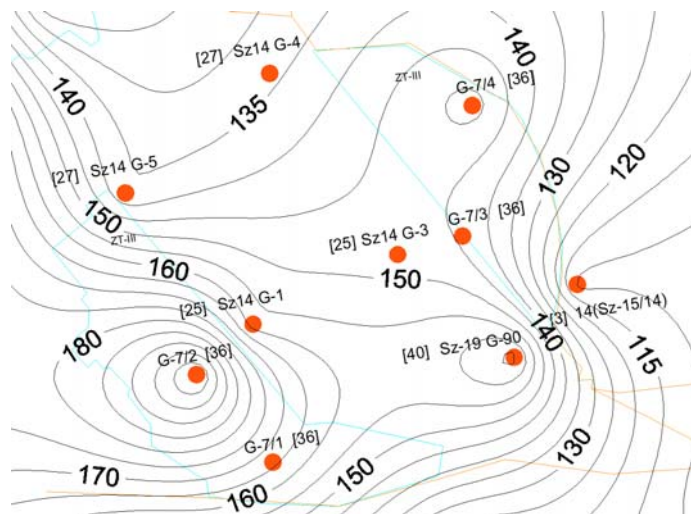
Eksploatacja w polu II/23–25 w latach 2005–2007 prowadzona była w kierunku E–W. W tym czasie zaobserwowano wyraźny spadek energii od $4,76 \times 10^6$ J do $5,63 \times 10^5$ J i do $1,01 \times 10^4$ J. Ilość wstrząsów wysokoenergetycznych na przestrzeni tych lat spadła od 8 do 0, a wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J od 25 do 2.

Wskaźnik zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie skał stropowych wynosi 11,85%. Na podstawie przebiegu izolinii tego parametru, można stwierdzić, że w kierunku prowadzenia eksploatacji, średnia ważona wytrzymałości nieznacznie wzrosła ze 120 do około 145 (rys. 12). Opisany powyżej rozkład nie pozwala jednoznacznie powiązać zmiany aktywności sejsmicznej z rozkładem wytrzymałości na ściskanie skał stropowych.

POLE LZ/1–4 ODDZIAŁ G-7

Pole LZ/1–4 jest zaliczane do pól o niskiej aktywności sejsmicznej, o czym świadczy ilość wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J w latach 2005–2007 w sumie wystąpiło ich 171, z czego 93 (54,39%) w roku 2005, 57 (33,33%) w roku 2006 i 27 (12,28%) w roku 2007. Widoczny jest spadek zarejestrowanych zjawisk dynamicznych. Ogólnie w tym polu zarejestrowano 128 wstrząsów niskoenergetycznych, co stanowi 74,85% wszystkich zjawisk dynamicznych, natomiast zjawisk wysokoenergetycznych zarejestrowano 43 (25,15%). Najwięcej wstrząsów wysokoenergetycznych wystąpiło w roku 2006 (20, co stanowi 11,70% wszystkich zjawisk). Wielkość sumarycznej energii sejsmicznej w latach 2005–2007 wyniosła $1,7 \times 10^8$ J.

W roku 2005 większość zjawisk należała do grupy wstrząsów niskoenergetycznych. Ogólnie w 2005 roku zarejestrowano 93 wstrząsy, z czego 75 (80,65%) należała do zjawisk niskoenergetycznych, a 18 (18,35%) do zjawisk wysokoenergetycznych. Wystąpiły trzy wstrząsy o energii rzędu 10^6 J i dwa rzędu 10^7 J, nie odnotowano wstrząsów o wyższych klasach energetycznych. Sumaryczna wyzwolona energia sejsmiczna wyniosła $5,91 \times 10^7$ J, 34,85% całkowitej energii w badanych latach. W roku 2006 nastąpił znaczny spadek ilości wstrząsów do 57 (33,33%). Zarejestrowano 37 (64,91%) zjawisk niskoenergetycznych oraz 20 (35,09%) zjawisk wysokoenergetycznych. Wyzwolona sumaryczna energia sejsmiczna ($9,84 \times 10^7$ J, 57,99%) w roku 2006 jest największą energią wyzwoloną w analizowanym polu w latach 2005–2007. W roku 2007 wystąpiło najmniej wstrząsów 21 (12,28%) oraz zanotowano najmniejszą wyzwoloną sumaryczną energię sejsmiczną $1,22 \times 10^7$ J (7,16%). Eksploatacja w polu LZ/1–4 w latach 2005–2007 prowadzona była w kierunku SE–NW. W tym czasie zaobserwowano na początku wzrost energii od $5,91 \times 10^7$ J do $9,84 \times 10^7$ J a potem spadek do $1,22 \times 10^7$ J. Ilość wstrząsów wysokoenergetycznych na przestrzeni tych lat spadła od 18 do 5, a wstrząsów o energii $E \geq 10^3$ J od 93 do 21.



Rys. 13. Rozkład średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie w polu LZ/1–4
 Fig. 13. Distribution of weighted mean value of compression strength in LZ/1–4 mining panel

Wskaźnik zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie skał stropowych wynosi 16,58%. Na podstawie przebiegu izolunii tego parametru, można stwierdzić, że w kierunku prowadzenia eksploatacji, średnia ważona wytrzymałości wzrosła ze 130 do około 180 (rys. 13). Opisany powyżej rozkład nie pozwala jednoznacznie powiązać zmiany aktywności sejsmicznej z rozkładem wytrzymałości na ściskanie skał stropowych.

6. PODSUMOWANIE

W kopalniach LGOM o wielkości zagrożenia wstrząsami decyduje aktywność sejsmiczna, określana przez Kopalnianą Stację Geofizyki Górniczej. Na aktywność sejsmiczną wpływa również stan naprężeń i odkształceń w górotworze związany z intensywnością robót górniczych i sposobem eksploataowania złoża. Lubińsko-Głogowski Okręg Miedziowy prowadzi eksploatację na coraz większych głębokościach i w coraz bardziej „skrępowanych” warunkach, co wiąże się ze wzrostem zagrożenia tąpnięciami. Przyczyny technologiczno-górnice wstrząsów to: duża koncentracja wydobycia, eksploatacja systemami komorowo-filarowymi, sposób likwidacji przestrzeni wybranej i eksploatacja w warunkach skrępowanych. W kopalniach LGOM stosowane są komorowo-filarowe systemy eksploatacji, których geometryczne parametry (szerokość pasów i komór, geometria filarów podporowych oraz wielkość otwarcia przestrzeni roboczej) wpływają na aktywność sejsmiczną górotworu.

Aktywność sejsmiczna górotworu w kopalniach LGOM charakteryzowana jest najczęściej ilością rejestrowanych wstrząsów i ich energią oraz wydatkiem energii sejsmicznej na jednostkę powierzchni wybranego złoża lub ilości wydobytej rudy. Porównanie tych danych z poszczególnych kopalń i oddziałów eksploatacyjnych (i pól) pozwala wskazać na miejsca największego potencjalnego zagrożenia zjawiskami dynamicznymi.

Rozpoznanie geologiczne złoża w aspekcie zagrożenia tąpnięciami jest częścią profilaktyki tąpniowej i oparte jest o: otwory badawcze z powierzchni, otwory badawcze z poziomu złoża oraz pomiary i obserwacje prowadzone przez dział geologiczny podczas drążenia wyrobisk udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych.

Na podstawie rozpoznania geologicznego dokonywana jest ocena (klasyfikacja) skał budujących górotwór, a w szczególności skał stropowych, spągowych i furty eksploatacyjnej. Przy ocenie warstw budujących strop bierze się pod uwagę: wytrzymałość skał stropowych na ściskanie, wskaźnik zuskokowania stropu, wskaźnik gęstości zmineralizowanych szczelin, wskaźnik średniego odstepu między spękaniami ciosowymi w ławicach, średnią grubość ławic. Na podstawie tych parametrów dokonuje się zakwalifikowania stropu do jednej z czterech klas w aspekcie zagrożenia tąpnięciami.

Cechą charakterystyczną skał w otoczeniu złoża rud miedzi LGOM jest występowanie w spągu warstw o zdecydowanie niższych parametrach wytrzymałościowych, niż w złożu i stropie.

Do analizy wybrano cztery pola eksploatacyjne z czterech różnych oddziałów O/ZG „Lubin”. Podstawą takiego wyboru była różnorodna aktywność sejsmiczna tych obszarów. Analizie poddano dwa pola o dużej aktywności sejsmicznej: pole XIII/1,1a oddziału G-2, pole XII/1,3–5 oddziału G-8 oraz dwa pola o małej aktywności sejsmicznej: pole II/23–24 oddziału G-9 oraz pole LZ/1–4 oddziału G-7. W każdym z omawianych obszarów złoże zróżnicowane jest pod względem litologicznym i mineralogicznym.

Parametry klasyfikacyjne skał stropowych wyznaczane są w badaniach laboratoryjnych na próbkach skał pobranych z poszczególnych warstw górotworu z otworu rdzeniowego. Z parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych uwzględniono: średnią ważoną wytrzymałość na ściskanie (R_c), wskaźnik stateczności stropu (L_t), współczynnik tektonicznego zaangażowania stropu (M) oraz miąższość ławic (s). Dla całego obszaru górniczego O/ZG Lubin statystycznej analizie poddano wszystkie te parametry klasyfikacyjne, natomiast dla wybranych pól eksploatacyjnych przeanalizowano średnią ważoną wytrzymałość na ściskanie.

Wszystkie parametry klasyfikacyjne prezentują zmienne losowe o normalnym rozkładzie prawdopodobieństwa. W całym obszarze górniczym O/ZG „Lubin” współczynnik zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie wynosi 17,54%, a więc badane złoże można zaliczyć do grupy złóż o małej zmienności tego parametru,

współczynnik zmienności wskaźnika stateczności stropu jest względnie wysoki i wynosi 28,61%. Wartość współczynnika zmienności współczynnika tektonicznego zaangażowania stropu jest najmniejsza spośród badanych parametrów i wynosi 10,84%. Miąższość ławic charakteryzuje się największą wartością współczynnika zmienności (32,31%).

Porównując pola o dużej i małej aktywności sejsmicznej, nie można stwierdzić znaczącej różnicy w wartościach średniej arytmetycznej, wartości modalnej oraz medianie, jedynie w polu XIII/1,1a widać różnicę, ale może być ona spowodowana bardzo małą ilością prób wziętą do analizy. Brak znacznej różnicy w tych wartościach, mógłby sugerować, że średnia ważona wytrzymałość na ściskanie skał stropowych nie jest decydującym czynnikiem, który ma wpływ na aktywność sejsmiczną, co też potwierdzają liczne badania i literatura, natomiast ma istotne znaczenie przy klasyfikacji skał w aspekcie zagrożenia tąpnięciami.

Biorąc pod uwagę wartość współczynnika zmienności średniej ważonej wytrzymałości na ściskanie, badane złoża w wybranych polach eksploatacyjnych można zaliczyć do grupy złóż o małej zmienności tego parametru. W polu XII/1,3–5 wynosi on 15,43%, w polu XIII/1,1a 12,44%, w polu II/23–24 11,85% i w polu LZ/1–4 16,58%. Jak widać, współczynnik ten w polach o dużej aktywności sejsmicznej niewiele różni się od współczynnika stwierdzonego w polach o mniejszej aktywności sejsmicznej.

Przeprowadzona analiza nie jest jednak dokładna, ze względu na małą ilość prób. Zmienność parametrów klasyfikacyjnych skał stropowych niewątpliwie ma wpływ na stan zagrożenia tąpnięciami, niemniej jednak niemożliwe jest precyzyjne i jednoznaczne określenie wpływu tych parametrów na aktywność sejsmiczną górotworu ze względu na zależność tego zjawiska od wielu innych naturalnych i górniczych czynników. Czynniki naturalne takie jak: duża głębokość zalegania złoża, tektoniczne zaangażowanie złoża, budowa litologiczna złoża, sztywny strop o wysokiej wytrzymałości, skały spągowe o mniejszej wytrzymałości niż skały leżące w stropie, jakość wytrzymałości spękanych skał stropowych mają wpływ na aktywność w polach eksploatacyjnych. Niestety ilościowe określenie tego wpływu jest trudne. Można powiedzieć, że na wymienione czynniki naturalne nakłada się wpływ warunków górniczych, w których prowadzona jest eksploatacja, utrudniając wyprowadzenie jednoznacznych wniosków.

LITERATURA

- [1] GOSZCZ A., *Elementy mechaniki skał oraz tąpnięcia w polskich kopalniach węgla i miedzi*, Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, nr 2, Kraków 1999.
- [2] KGHM POLSKA MIEDŹ S.A., *Instrukcja klasyfikowania stropów dla oceny zagrożenia tąpnięciami w kopalniach rud miedzi LGOM*, Lubin 2002.
- [3] NIEĆ M., *Geologia kopalniana*, Wydawnictwo Geologiczne, Warszawa 1982.

CLASSIFICATION PARAMETERS OF ROOF ROCKS AND SEISMIC ACTIVITY
IN "LUBIN" COPPER ORE MINE

Parameters of roof rocks necessary to establish and classify the degree of rockburst hazard in the copper ore deposit were depicted. The major parameters taken into account were the following: the compression strength, roof stability index, tectonic ratio and thickness of banks. Statistical analysis of the parameters was made. Their variation coefficients were calculated. Seismic activity in 2005–2007 years of the whole "Lubin" mining area and that of four mining panels was analyzed. The assessment of the influence of geomechanical roof rocks features on seismic activity was performed using contour maps of the parameters.