

**ZESZYTY
NAUKOWE
POLITECHNIKI
ŚLĄSKIEJ**

TADEUSZ MACHOŃ

**WPŁYW CZYNNIKÓW GEOLOGICZNO
-GÓRNICZYCH NA WYSTĘPOWANIE
ZJAWISK DYNAMICZNYCH W KOPAL-
NIACH LEGNICKO-GŁOGOWSKIEGO
OKRĘGU MIEDZIOWEGO**

GÓRNICtwo

**Z. 208
GLIWICE
1993**

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 1189

TADEUSZ MACHOŃ

**WPŁYW CZYNNIKÓW GEOLOGICZNO
-GÓRNICZYCH NA WYSTĘPOWANIE
ZJAWISK DYNAMICZNYCH W KOPAL-
NIACH LEGNICKO-GŁOGOWSKIEGO
OKRĘGU MIEDZIOWEGO**

GLIWICE

1993

OPINIODAWCY

Prof. dr hab. inż. Antoni Goszcz
Prof. zw. dr hab. inż. Erast Konstantynowicz

KOLEGIUM REDAKCYJNE

REDAKTOR NACZELNY - Prof. dr hab. inż. Jan Bandrowski
REDAKTOR DZIAŁU - Prof. dr hab. inż. Walery Szuścik
SEKRETARZ REDAKCJI - Mgr Elżbieta Leško

REDAKCJA

Mgr Anna Białkiewicz

REDAKCJA TECHNICZNA

Alicja Nowacka

Wydano za zgodą
Rektora Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372-9508

Wydawnictwo Politechniki Śląskiej
ul. Kujawska 3, 44-100 Gliwice

Nakł. 150+83 Ark. wyd. 14,0 Ark. druk. 12,5 Papier offset. kl. III, 70 g
Oddano do druku 18.06.93 Podpis. do druku 18.06.93 Druk ukończ. we wrześniu 1993
Zam. 243/93

Kopie, druk, oprawa:
Fundacja Pracownicza KGHM Z-d Poligrafii, Wrocław pl. 1 Maja 1/2

SPIS TREŚCI

	Str.
WYKAZ OZNACZEŃ	9
1. WSTĘP	11
2. ZAKRES I METODYKA BADAŃ	13
3. OGÓLNA BUDOWA GEOLOGICZNA OBSZARU BADAŃ	14
3.1. Litostratygrafia	15
3.2. Budowa tektoniczna obszaru kopalń LGOM	21
3.2.1. Zaangażowanie tektoniczne górotworu w kopalniach LGOM	27
4. TEKTONICZNE POLA NAPRĘŻEŃ	30
4.1. Powstanie uskoków normalnych	31
4.2. Wyznaczanie obszarów kompaktacji i trajektorii naprężeń	32
5. WSPÓŁCZESNE I NEOTEKTONICZNE RUCHY SKORUPY ZIEMSKIEJ W POLSCE POŁUDNIOWO-ZACHODNIEJ	34
6. WARUNKI GÓRNICZO-TECHNICZNE WYBIERANIA ZŁOŻA ORAZ WPLYW EKSPLOATACJI NA POWIERZCHNIĘ W OBSZARZE KOPALŃ LGOM ..	36
7. ZACHOWANIE SIĘ SKAŁ ZŁOŻOWYCH I OTACZAJĄCYCH	38
7.1. Zachowanie się skał spągowych	38
7.2. Zachowanie się skał złożowych	38
7.3. Zachowanie się skał stropowych	43
8. KRÓTKIE OMÓWIENIE PROBLEMU WYSTĘPOWANIA WSTRZĄSÓW GÓRNICZYCH I TĄPAŃ W KOPALNIACH	44
9. AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA KOPALŃ LGOM - WYSTĘPOWANIE WSTRZĄ- SÓW GÓRNICZYCH I TĄPAŃ	50

10.	WPLYW ZJAWISK TEKTONICZNYCH NA WYSTĘPOWANIE WSTRZĄSÓW GÓRNICZYCH I TĄPAŃ	60
10.1.	Wpływ zuskokowania górotworu na występowanie wstrząsów górniczych i tąpań w obszarze LGOM ..	61
10.2.	Analiza przestrzenna rozkładu ognisk wstrząsów w zależności od współczynnika zaangażowania tektonicznego	84
11.	WPLYW CZYNNIKÓW GEOLOGICZNYCH I GÓRNICZO-TECHNICZNYCH NA AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNĄ GÓROTWORU W KOPALNIACH LGOM ..	91
12.	OKREŚLENIE REJONÓW SZCZEGÓLNIE NIEBEZPIECZNYCH POD WZGLĘDEM WYSTĘPOWANIA WSTRZĄSÓW GÓRNICZYCH I TĄPAŃ ..	128
13.	PODSUMOWANIE I WNIOSKI	129
	LITERATURA	132
	STRESZCZENIA	149

CONTENTS

	Page
LIST OF DENOTATIONS	9
1. INTRODUCTION	11
2. SCOPE AND METHODOLOGY OF RESEARCH	13
3. GENERAL GEOLOGICAL STRUCTURE OF DEPOSIT	14
3.1. Lithostratigraphy	15
3.2. Tectonical structure of the LGCD copper mined area	21
3.2.1. Tectonical ground stress in the LGCD copper mines	27
4. TECTONICAL STRESS FIELDS	30
4.1. Formation of bedding faults	31
4.2. Determination of compaction and stress trajecto- ries	32
5. CONTEMPORARY AND NEOTECTONICAL LITHOSPHERICAL MOVEMENTS	34
6. GEOLOGICAL AND TECHNICAL CONDITIONS OF DEPOSIT MINING AND IMPACT OF MINING ACTIVITY ON THE LGCD COPPER MINED AREA	36
7. BEHAVIOUR OF SEAM AND ACCOMPANYING ROCKS	38
7.1. Behaviour of floor rocks	38
7.2. Behaviour of seam rocks	38
7.3. Behaviour of roof rocks	43
8. BRIEF DISCUSSION OF THE PROBLEM RELATED TO THE OCCURREN- CE OF MINING TREMORS AND ROCKBURSTS	44
9. SEISMIC ACTIVITY IN THE LGCD MINES - OCCURRENCE OF MINING TREMORS AND ROCKBURSTS	50

10.	INFLUENCE OF TECTONICAL PHENOMENA ON THE OCCURRENCE OF MINING TREMORS AND ROCKBURSTS	60
10.1.	Influence of faulted ground on the occurrence of mining tremors and rockbursts in the LGCD area .	61
10.2.	Spacial analysis of tremor centre distribution vs. coefficient of tectonical stress	84
11.	INFLUENCE OF GEOLOGICAL AND MINING-TECHNICAL FACTORS ON THE SEISMIC ACTIVITY IN THE LGCD COPPER MINES	91
12.	DETERMINATION OF AREAS PARTICULARLY DANGEROUS WITH RESPECT TO MINING SHOCKS AND ROCKBURSTS	128
13.	SUMMARY AND CONCLUSIONS	129
	REFERENCES	132
	SUMMARY	152

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
ПЕРЕЧЕНЬ СИМБОЛОВ	9
1. ВВЕДЕНИЕ	11
2. ОБЛАСТЬ И МЕТОДИКА ИСПЫТАНИЙ	13
3. ОБЩАЯ ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ СТРУКТУРА МЕСТОРОЖДЕНИЯ	14
3.1. Литостратиграфия	15
3.2. Тектоническая структура районов шахт ЛГМБ	21
3.2.1. Тектоническая способность горного массива в шахтах ЛГМБ	27
4. ТЕКТНИЧЕСКИЕ ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ	30
4.1. Возникновение нормальных сбросов	31
4.2. Выделение районов уплотнения и траектории напря- жений	32
5. СОВРЕМЕННЫЕ И НЕОТЕКТНИЧЕСКИЕ КОЛЕБАНИЯ ЗЕМНОЙ КОРЫ	34
6. ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ВЛИЯНИЕ РАЗРАБОТКИ НА ПОВЕРХНОСТЬ В РАЙОНЕ ШАХТ ЛГМБ	36
7. ПОВЕДЕНИЕ ПОРОД МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ВМЕЩАЮЩИХ	38
7.1. Поведение подстилающих пород	38
7.2. Поведение пород месторождения	38
7.3. Поведение пород кровли пласта	43

8. СОКРАЩЕННОЕ ОПИСАНИЕ ПРОБЛЕМЫ СУЩЕСТВОВАНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ И СОТРЯСЕНИЙ	44
9. СЕЙСМИЧЕСКАЯ АКТИВНОСТЬ ШАХТ ЛГМБ - ВЫСТУПЛЕНИЕ ГОРНЫХ УДАРОВ И СОТРЯСЕНИЙ	50
10. ВЛИЯНИЕ ТЕКТОНИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ НА ВЫСТУПЛЕНИЕ ГОРНЫХ УДАРОВ И СОТРЯСЕНИЙ	60
10.1. Влияние сбросов горного массива на выступление горных ударов и сбросов в районе ЛГМБ	61
10.2. Пространственный анализ распределения очагов горных ударов в зависимости от коэффициента тектонической активности	84
11. ВЛИЯНИЕ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА СЕЙСМИЧЕСКУЮ АКТИВНОСТЬ ГОРНОГО МАССИВА В ШАХТАХ ЛГМБ ..	91
12. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЙОНОВ ОСОБО ОПАСНЫХ И ГОРНЫМ УДАРАМ И СОТРЯСЕНИЯМ	128
13. ЗАКЛЮЧЕНИЕ И ВЫВОДЫ	129
ЛИТЕРАТУРА	132
РЕЗЮМЕ	155

WYKAZ OZNACZEŃ

d	- długość uskoku (m)
h	- zrzut uskoku (m)
V_d	- współczynnik zmienności dla długości uskoku d
V_h	- współczynnik zmienności dla zrzutu uskoku h
r	- współczynnik korelacji
n	- ilość obserwacji
M	- współczynnik tektonicznego zaangażowania górotworu
M kl	- klasy tektonicznego zaangażowania górotworu
$P_{Mkl}(ha)$	- powierzchnia górotworu w określonej klasie tektonicznego zaangażowania
P, ha	- powierzchnia w hektarach
Nw	- liczba wstrząsów o energii $E 10^6 J$
$\sum Nw$	- suma wstrząsów o $E 10^6 J$
Nw/h	- liczba wstrząsów o $E 10^6 J$ na jednostkę powierzchni (hektar)
E_w	- energia wstrząsów ($10^6 J$)
\bar{E}_w	- średnia energia wstrząsów z jednego hektara
$P, oddz/ha$	- powierzchnia oddziałów eksploatacyjnych
$P.o.i.a.s./ha$	- powierzchnia objęta izoliniami aktywności sejsmicznej
w	- wysokość furty eksploatacyjnej (m)
% A-H	- udział powierzchni wyrobisk eksploatacyjnych w makrorejonych A-H
N_t	- liczba tępnięć i odprężeń
H	- głębokość spągu cechu sztywno
Mg	- wydobywanie rudy w tysiącach ton
P str. ha	- powierzchnia odsłoniętego stropu w hektarach
Mg/ha	- koncentracja wydobywania
MPa	- wytrzymałość skał na ściskanie
d.f.ekpl (m)	- długość frontu eksploatacji w metrach

w.f.gran (m)	- wybieg frontu od granicy pola w metrach
P_{wbr} (ha)	- powierzchnia złoża wyeksploatowana w hektarach
s^2	- wariancja
n obs.	- ilość obserwowana
n sp.	- ilość spodziewana
E obs.	- energia obserwowana
E sp.	- energia spodziewana

WSTĘP

W kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego prowadzona jest eksploatacja głęboko zalegających złóż rud miedzi. Specyfika budowy złoża spowodowała konieczność wyjaśnienia wielu problemów natury geologiczno-górnictwej, niezbędnych do prowadzenia prawidłowej gospodarki złożem.

Pierwszoplanowym zagadnieniem - w związku z naruszeniem pierwotnego stanu równowagi robotami górnictwymi - stało się panowanie nad górotworem. Często obserwowano wzmożone przejawy ciśnienia górotworu w postaci zawałów stropu, deformacji ociosów czy wyciskania spągu. W miarę zwiększania się powierzchni eksploatacji zaczęły występować także dynamiczne przejawy ciśnienia górotworu, tj. wstrząsy i tąpnięcia. Miały miejsce gwałtowne, dynamiczne odprężenia spągu oraz eksplozywne niszczenie filarów podporowych.

Prowadzone przez licznych autorów, m.in. [5,42,72,75,76,86,95,98,100,181,182,183,184], obserwacje zachowania się górotworu w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego wykazały, że na przebieg i natężenie przejawów ciśnienia górotworu wywierają wpływ czynniki naturalne, przede wszystkim głębokość zalegania złoża, własności fizykomechaniczne skał budujących strop, ociosy i spąg wyrobisk oraz tektonika złoża, jak i techniczno-górnictwe, np. sposób wybierania złoża. Zbieżne wyniki uzyskał autor prowadząc badania w kopalniach LGOM od 1968 r. [70,105,106,107,108,117,118,119,120,121,123,124,128].

W pracach tych problem wpływu budowy tektonicznej złoża na występowanie zjawisk dynamicznych rozpatrywany był na podstawie materiału badawczego pochodzącego z kilku wybranych oddziałów eksploatacyjnych.

Problematyka dotycząca zjawisk dynamicznych w kopalniach LGOM była omawiana oprócz autora m.in. w pracach [6,9,40,60,61,66,67,

68,69,77,78,82,87,90,96,97,103,139,144,163,164,178], lecz także nie rozwiązano podstawowego zagadnienia, w jakim stopniu budowa tektoniczna złoża decyduje o aktywności sejsmicznej kopalń w tym rejonie.

Nasilenie w latach osiemdziesiątych występowania wstrząsów i tępań w kopalniach LGOM spowodowało konieczność zintensyfikowania badań w celu wyjaśnienia przyczyn powstawania tych zjawisk i ustalenia ściślejszych zależności między nimi a czynnikami naturalnymi i górniczymi.

Celem niniejszej pracy jest określenie czynników geologicznych i górniczo-technicznych, wpływających w sposób istotny na występowanie zjawisk dynamicznych w kopalniach LGOM.

Na podstawie analizy zachowania się górotworu w kopalniach LGOM w oparciu o około 20-letni okres badań autor uważa, że szczególnie wyraźny wpływ na występowanie dynamicznych przejawów ciśnienia górotworu ma m.in. zaangażowanie tektoniczne wybranego pola, budowa litologiczna górotworu oraz powierzchnia złoża wybranego.

Badania prowadzone w obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego [47,48,50,51] potwierdziły związek pomiędzy występowaniem wstrząsów górniczych i tępań z tektonicznymi polami naprężeń. Postanowiono więc takie badania przeprowadzić także w obszarze LGOM, uwzględniając oczywiście warunki geologiczne istniejące na monoklinie przedsudeckiej.

Badania tego rodzaju pozwoliły określić obszary, w których występują skały o dużej skłonności do wstrząsów i tępań, co ma duże znaczenie w prognozowaniu tych zjawisk w nowo projektowanych do eksploatacji rejonach złoża.

2. ZAKRES I METODYKA BADAŃ

Podstawowym materiałem, który stał się podstawą do przeprowadzenia analizy statystycznej przy zastosowaniu współczynnika korelacji rang Spaermana, były parametry dotyczące czynników geologiczno-górnich oraz aktywności sejsmicznej górotworu. Korelację rangową zastosowano, kiedy stwierdzono za pomocą testowania przy użyciu testu χ^2 przy poziomie istotności $\alpha = 0,05$ niezgodność z rozkładem normalnym - rozkładów liczby i energii wstrząsów oraz niektórych czynników geologiczno-górnich.

Do analizy wzięto dane dotyczące warunków geologiczno-górnich z oddziałów G-7, G-9 kopalni Lubin, G-21, G-14, G-31 i G-33 kopalni Polkowice w postęпах kwartalnych za okres 1975 - 1979, oraz G-2, G-3, G-4, G-11a i G-12 kopalni Rudna również w postęпах kwartalnych za okres 1975 - 1980.

W celu pełniejszego scharakteryzowania aktywności sejsmicznej kopalń Lubin, Polkowice i Rudna w stosunku do danych z ww. oddziałów oraz kopalni Sieroszowice głównie w zależności od stopnia tektonicznego zaangażowania górotworu, uwzględniono dane dotyczące liczby wstrząsów i ich energii z pozostałych oddziałów wymienionych kopalń z lat 1976 - 1987.

Dla ww. kopalń obliczono współczynniki tektonicznego zaangażowania złoża, dla kopalni Lubin, Polkowice, Rudna i Sieroszowice oraz dla całego LGOM dokonano analizy rozkładu przestrzennego wstrząsów o energii $E \geq 10^6$ J w zależności od zróżnicowania wartości współczynnika zaangażowania tektonicznego, na mapach izolacji miąższości białego spągowca, skał węglanowych i anhydrytowych zlokalizowano wstrząsy, dla kopalni Polkowice wyznaczono trajektorie naprężeń tektonicznych oraz obszary kompacji i tensji, wykonano mapę strukturalno-tektoniczną z izolacjami energii wyemitowanej z górotworu. Określono rejony szczególnie niebezpieczne pod względem aktywności sejsmicznej górotworu.

Analiza zgromadzonego materiału dała podstawę do wyciągnięcia wniosków ogólnych i ważnych dla praktyki górniczej.

3. OGÓLNA BUDOWA GEOLOGICZNA OBSZARU BADAŃ

Obszar Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego leży na monoklinie przedsudeckiej graniczącej od południowego zachodu z blokiem przedsudeckim (rys. 1).

Na rysunku tym oznaczają:

- T_{p3} - Pstry piaskowiec górny
Anhydryty, gipsy, dolomity, margle, wapienie
- T_{p2} - Pstry piaskowiec środkowy
Piaskowce arkozowe drobno-, średnio- i gruboziarniste
- T_{p1} - Pstry piaskowiec dolny
Piaskowce arkozowe drobnoziarniste

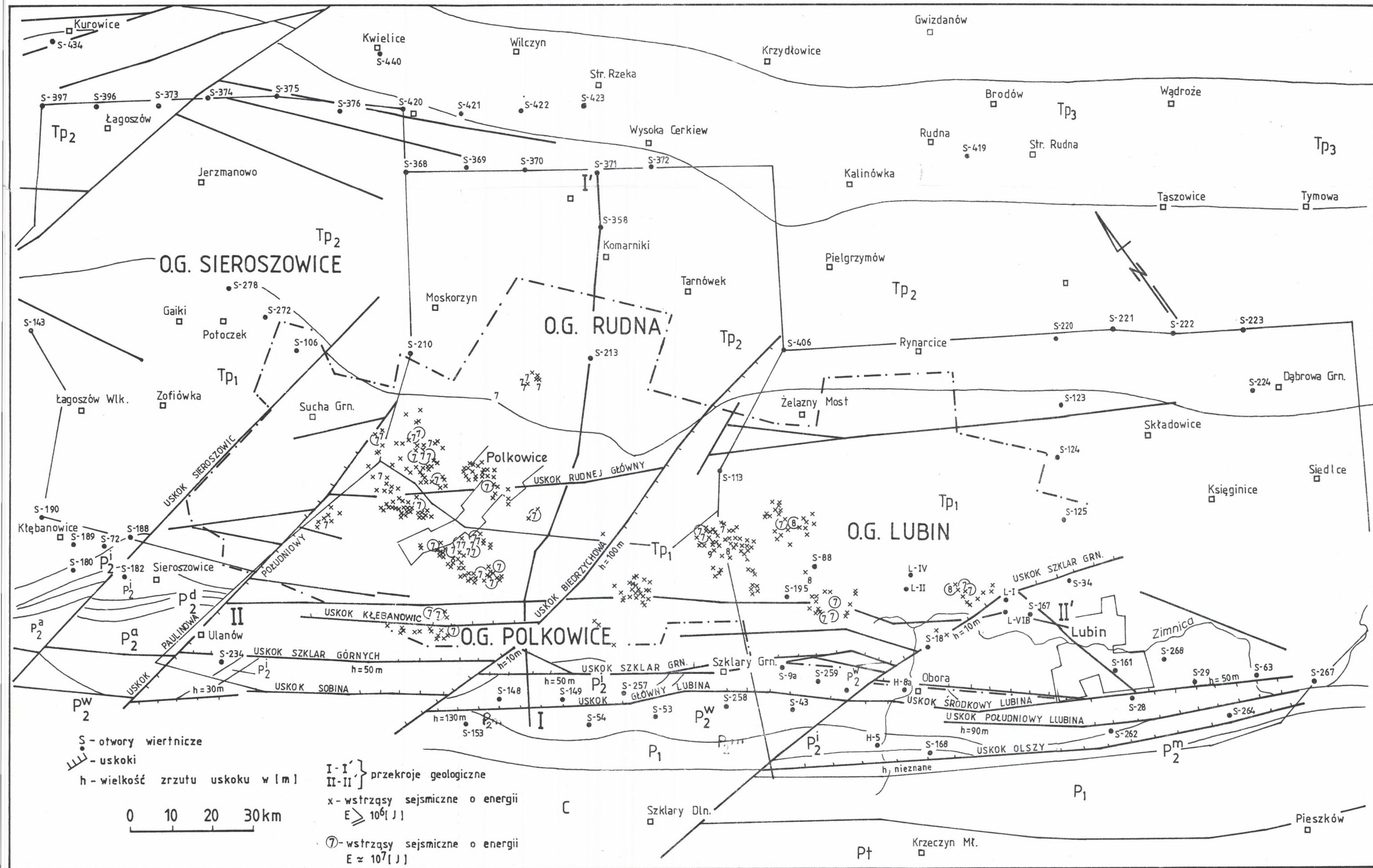
Razem stanowiące trias dolny

- P_{i2} - cechsztyń górny - iłolupki
- P_{d2} - cechsztyń górny - dolomity
- P_{a2} - cechsztyń górny - anhydryty
- P_{w2} - cechsztyń górny - wapienie, dolomity i margle
- P_{m2} - seria miedzionośna
cechsztyń dolny
- P₁ - piaskowce (czerwony spągowiec)

Razem stanowią perm

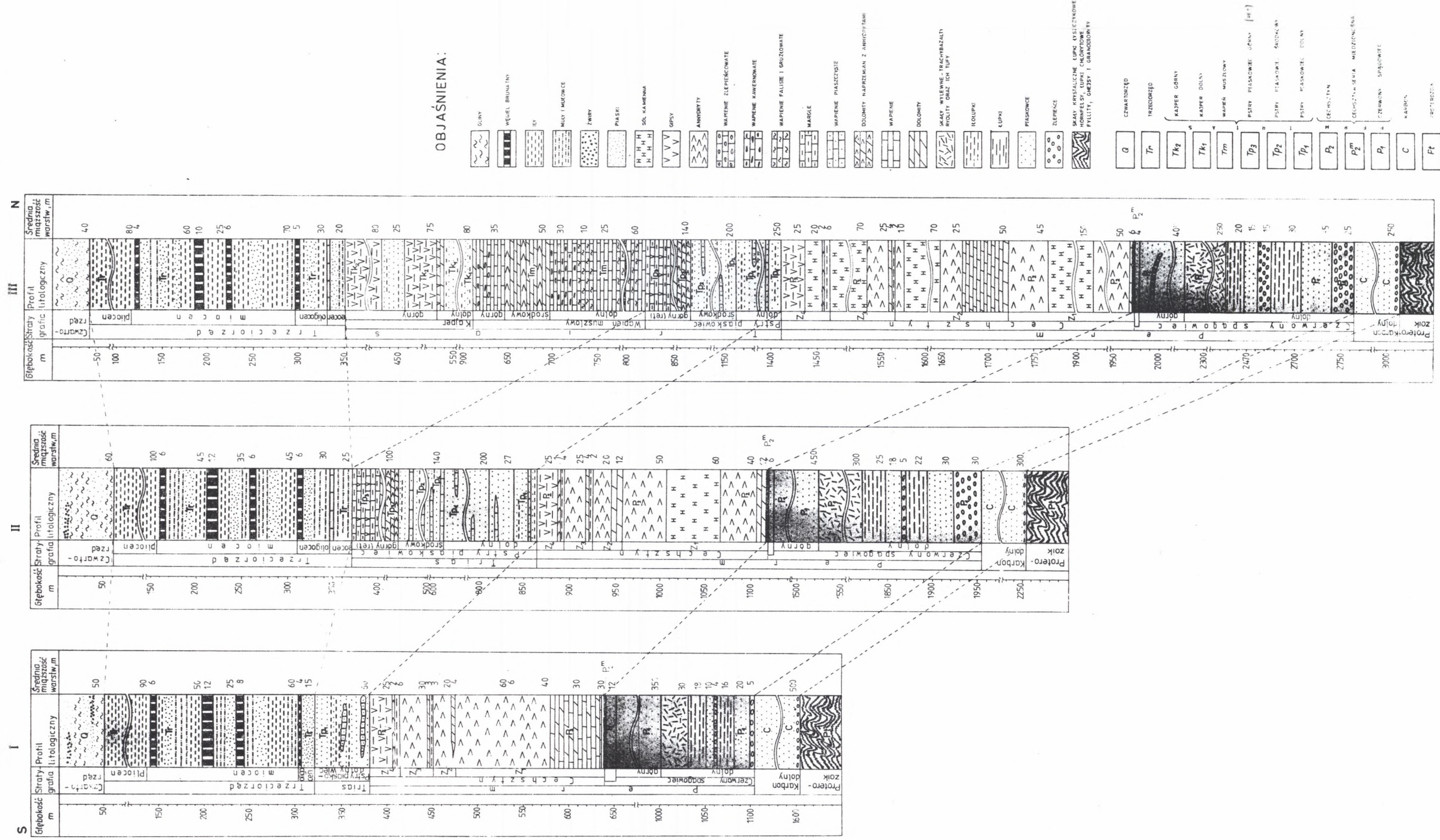
- C - Karbon, piaskowce szarogłazowe i łupki
- P₂ - Proterozoik, gnejsy, łupki biotytowe, fyllity.

Blok przedsudecki budują osady dolnopaleozoiczne oraz starsze utwory metamorficzne algonku. Natomiast monoklina przedsudecka zbudowana jest w spągu z utworów permu i triasu, zalegających na utworach metamorficznych podłoża. Jednostkę tę od bloku przedsudeckiego rozdziela system uskoku zwanymi "strefą uskoku środkowej Odry" o przebiegu NW-SE [131,161,162,170].



Rys. 1. Mapa geologiczna obszaru miedzionośnego (bez utworów trzeciorzędowych i czwartorzędowych)

Fig. 1. Geological map of copper-bearing area (without Tertiary and Quaternary formations)



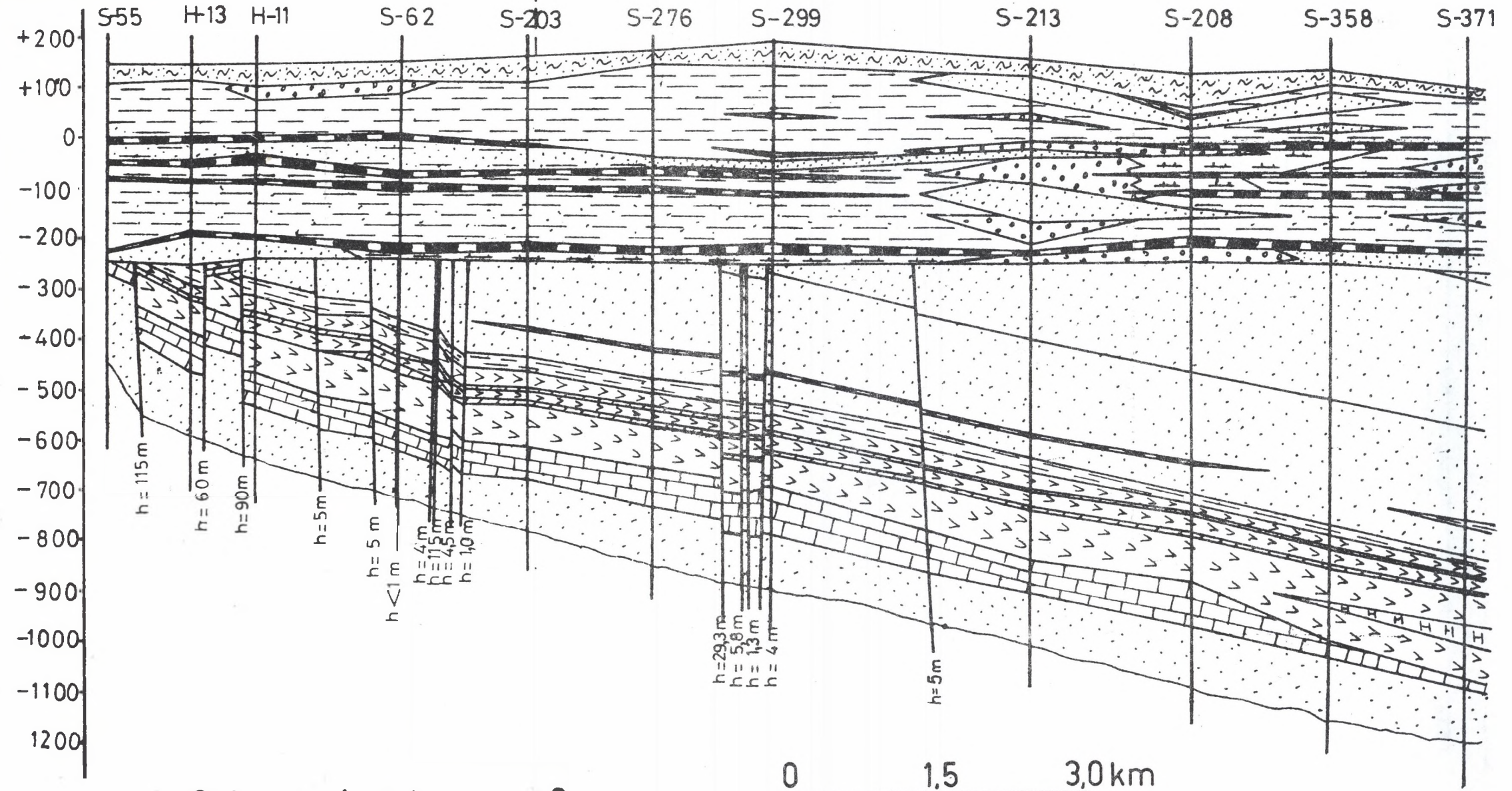
Rys. 2. Profile litostratygraficzne części południowej I, środkowej II i północnej obszaru miedzionosnego monokliny przed-sudeckiej

Fig. 2. Lithostratigraphic profiles of the Southern part I, the Middle part II and the Northern part of the copper-bearing area within the pre-Sudeten monocline

kop. „Polkowice”

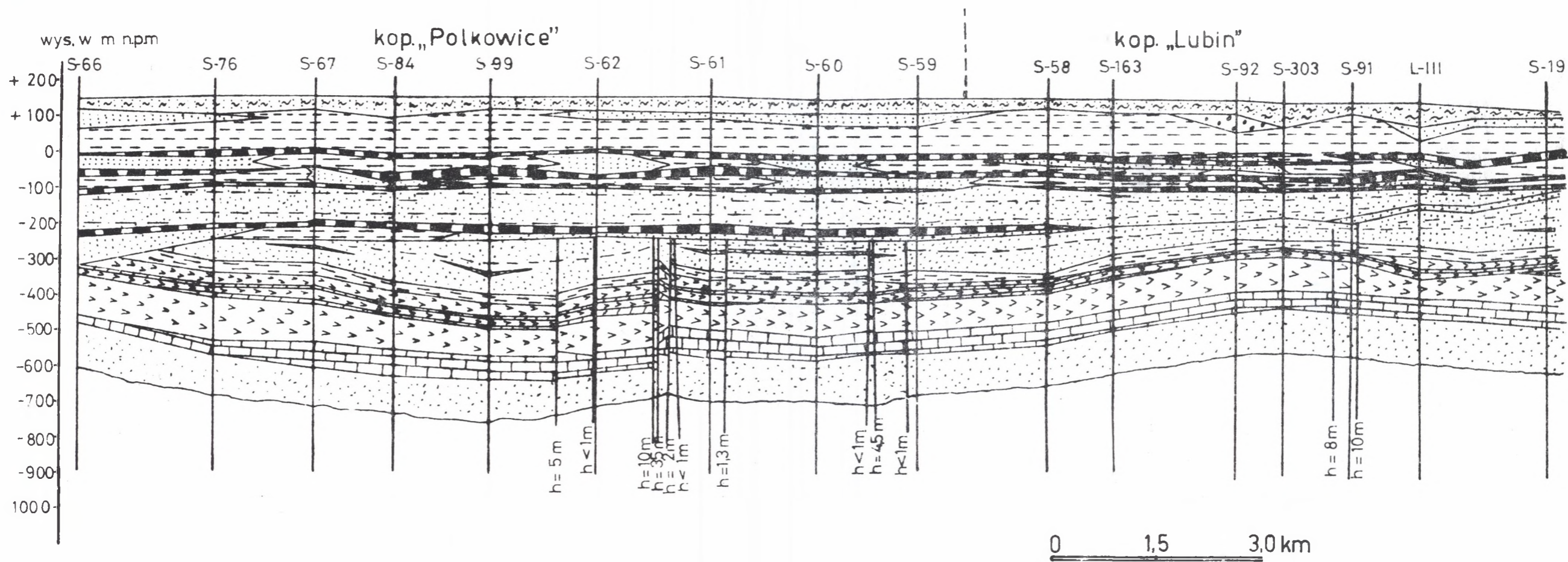
kop. „Rudna”

wys. w m npm.



Rys. 3. Przekrój geologiczny wzdłuż linii I - I' (po upadzie)

Fig. 3. Geological profile along line I - I' (down-grade)



Objaśnienia jak na rys. 2

Rys. 4. Przekrój geologiczny wzdłuż linii II - II' (po rozciągłości)

Fig. 4. Geological profile along line II - II' (along the strike)

3.1. LITOSTRATYGRAFIA

W obszarze kopalń LGOM wyróżnia się trzy zasadnicze kompleksy skał: fundament krystaliczny zaliczany do proterozoiku, zespół warstw permsko-mezozoicznych, reprezentowany przez utwory czerwonego spągowca, cechsztynu i pstrego piaskowca oraz kompleks kenozoiczny, na który składają się osady trzeciorzędu i czwartorzędu (rys. 2,3,4).

Stratygrafia i litologia kompleksu permo-triasowego oraz kenozoicznego została stosunkowo dobrze poznana licznymi wierceniami, wykonanymi szybami oraz poziomymi robotami górniczymi. Problematyka ta została omówiona w licznych publikacjach [26,80,88,122,170].

Stratygrafię i litologię omawianego terenu zestawiono w sposób schematyczny w tablicy 1.

Czerwony spągowiec

Na proterozoicznych utworach krystalicznego podłoża zbudowanego z gnejsów, granitognejsów, łupków krystalicznych i fyllitów występują utwory czerwonego spągowca.

Lokalnie ich miąższość dochodzi do 300 m. Są to przede wszystkim piaskowce kwarcowe miejscami arkozowe, drobno- i średnioziarniste, czerwone lub brunatnoczerwone. Przeważa w nich spoiwo ilaste. Skały są słabo związane, rozsypliwie, porowate.

W stropie czerwonego spągowca występują szare piaskowce (tzw. biały spągowiec), zalegające dość regularnie na całym badanym obszarze. Miąższość szarych piaskowców jest zmienna i waha się od kilkunastu centymetrów do około 40 m (rys. 5).

Szare piaskowce są dość porowate, na ogół słabo związane, o spoiwie węglanowym, ilastym lub anhydrytowym. Piaskowce o spoiwie węglanowym o miąższości około 0,5 - 1,5 m, występujące w stropie szarych piaskowców, charakteryzują się większą wytrzymałością na ściskanie [102,103].

Lokalnie występujące szare piaskowce o spoiwie anhydrytowym (głównie w kopalni Rudna) charakteryzują się dużą wytrzymałością na ściskanie i skłonnością do akumulacji energii sprężystej.

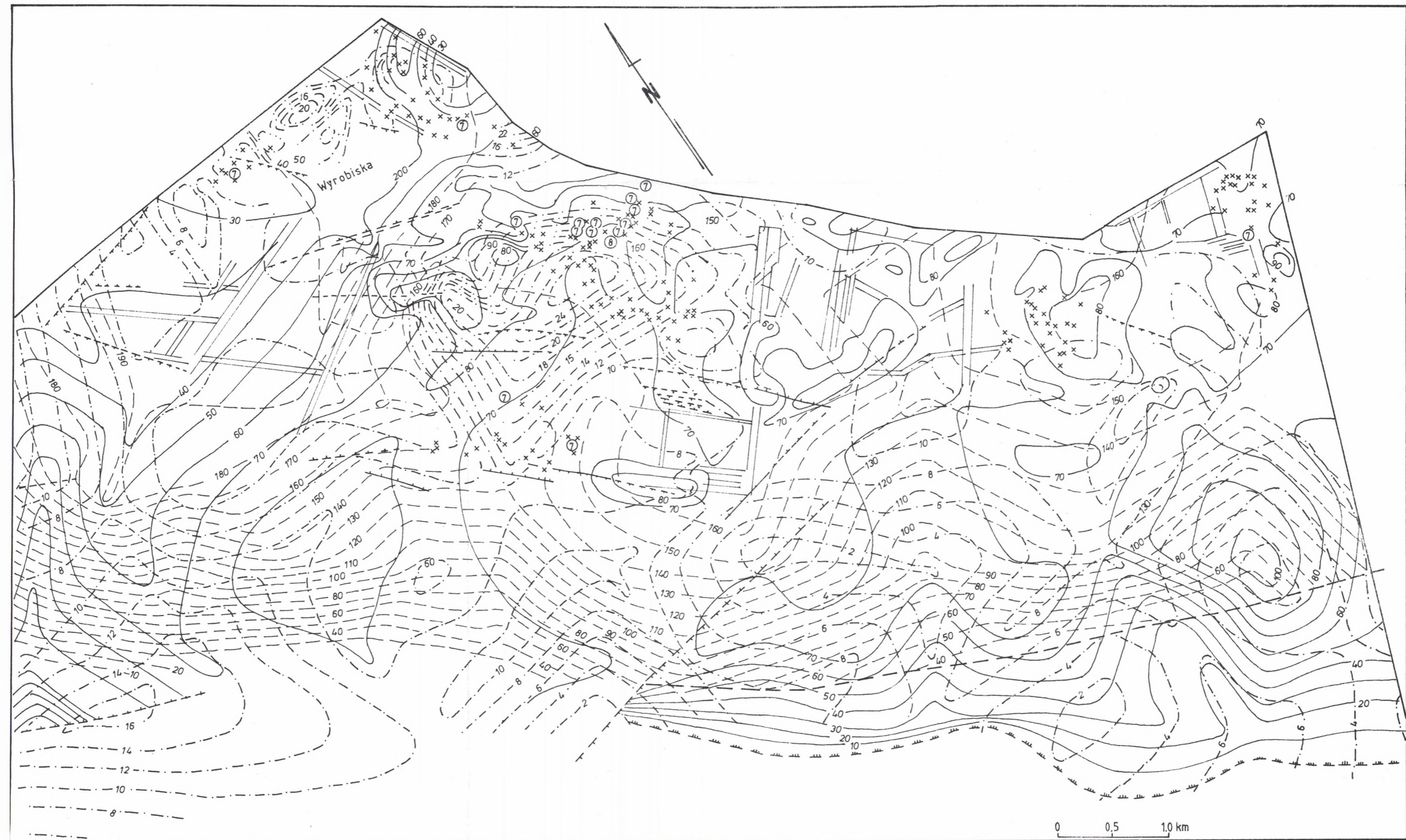
Tablica I

TABLICA LITOSTRATYGRAFICZNA OBSZARU LGOM
 wg J. Kłapcińskiego, E. Konstantynowicza, J. Tomaszewskiego
 z uzupełnieniami I. Machonia (R_c wg J. Gisa)

Grupa	System	Oddział	Piętro	Warstwa	Miąższość			Wykształcenie litologiczne	Wytrzymałość na ściskanie R _c , MPa
					min.	śr.	max.		
KENOZOIK	czwartorzęd	Holocen	4	5	6	7	8	9	10
					5,0	58,0	130,0		
	trzeciorzęd	Neogen	Pliocen	Miocen				Żwiry z glinami kaolin, ły szare i zielone	
		Paleogen	Oligocen				Ły, mułki, pokłady węgla brunatnego		

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Luka sedymentacyjna									
MEZOZOIK	Trias	Pstry piaskowiec	dolny		15,0	140,0	460,0	Piaskowce czerwone, kwarcowe o spoiwie ilastym	5,0 - 65,0 <u>25,0</u>
				aller P ₃ 4	10,0		32,0	Łupek z brekcją w spagu	
				inne	0,0		42,0	Anhydryt główny	
				P ₃ 3	2,0		14,0	Dolomit płytowy - "Lubirski" - zawodniony, łożce	
PALEOZOIK				staessfurt	15,0		35,0	Anhydryt podstawowy	
				P ₃ 2	0,0		16,0	Dolomit główny Co ₂ zawodniony	
				weira	20,0		70,0	Anhydryt górny	14,0 - 29,0 <u>21,0</u>
	Perm	Cechsztyń		P ₃ 1	0,0	35,0	186,0	Sól kamienna	15,0 - 146,0 <u>78,0 - 114,0</u>
					30,0		70,0	Anhydryt dolny	

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
PALEOZOIK		Czerwo- ny spą- gowiec	środko- wy i dolny		7,0	70,0	140,0	Wapienia szare, dolomity, Ca ₁	127,0 - 156,0
					0,0	0,30	1,1	Łupki miedzionośne, dolomityczne ilasto- dolomityczne	łupki dolomi- tyczne 55,0
					0,0		0,20	Dolomit graniczny	do 80,0
				Biały płasko- wiec	0,5	8,5	40,0	P-ce kwarcowe, szare o spoiwie węglanowym	14,0 - 76,0
				Czerwony płasko- wiec	około	300 m		P-ce kwarcowe, czerwone o spoiwie ilastym	do 16,0
Luka sedymentacyjna									
PROTEROZOIK	Starszy paleozoik				nie znano			Granity, granodio- ryty, gnejsy, łupki krystaliczne, fyllity, amfibolity	



× 1 ⑦ 2 ⑧ 3 — 70 — 4 - 130 - - 5 - 8 - - 6 ···· 7 ——— 8

Rys. 5. Mapa izolinii miąższości serii litologicznych: białego spągowca, skał węglanowych i skał anhydrytowych, kop. Polkowice

Fig. 5. Map of thickness isolines for lithologic series: of white sandstone and of carbonate and anhydrite rocks - the "Polkowice" copper mine

Cechsztyń

Na szarych piaskowcach czerwonego spągowca zalegają: dolomit graniczny, łupki miedzionośne, skały węglanowe, anhydryty oraz łupki ilaste.

Dolomit graniczny podścielający łupki miedzionośne występuje lokalnie w postaci cienkiej warstewki.

Wśród łupków miedzionośnych wyróżniono trzy odmiany: łupki ilaste, dolomitowo-ilaste oraz ilasto-dolomitowe.

Nad łupkami miedzionośnymi występują skały węglanowe - dolomity i wapienie. Najniższym ich ogniwem, co widać np. w kopalni Polkowice, jest dolomit ilasty, na którym występuje dolomit smugowany, a powyżej niego dolomit wapnisty o zwartej, masywnej budowie i wyraźnym uławiceniu.

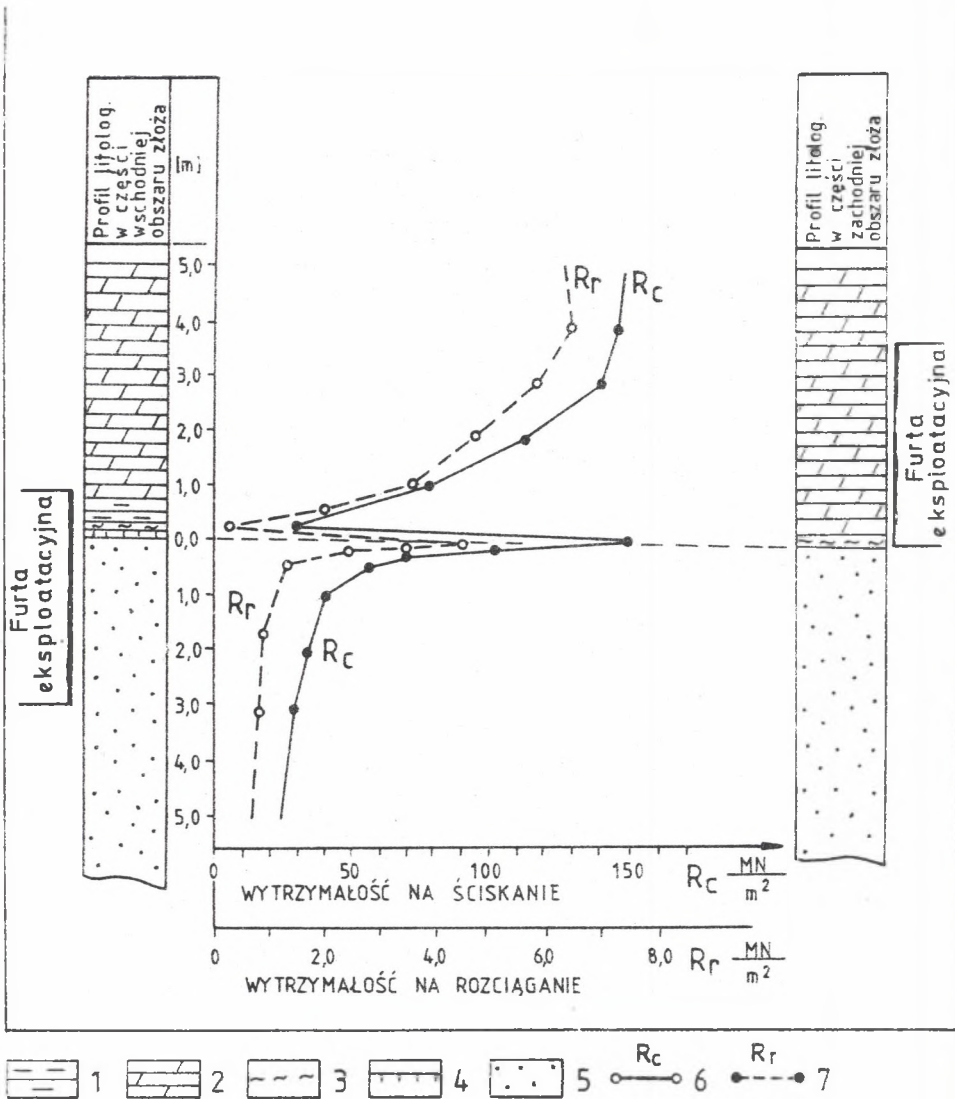
Powyżej dolomitu wapnistego występują dolomity ciemnobezowe, wapienie szare i beżowe, wapienie dolomityczne, szarobezowe oraz dolomity szare i jasnoszare.

Na omawianym obszarze miąższość całej serii węglanowej waha się od 10 do 140 m (rys. 5). Są to na ogół skały twarde, mocne, o wysokich parametrach wytrzymałościowych. W skałach węglanowych występują laminy, przewarstwienia ilaste, ilasto-gipsowe lub gipsowe. Laminy i przewarstwienia ilaste występują poziomo, na ogół równolegle do siebie. Nadają one skałom węglanowym furty eksploatacyjnej i stropu charakterystyczną budowę warstwową. Średnia miąższość ławic skał węglanowych do około 15 m powyżej stropu wyrobisk wynosi około 25,0 cm.

Złoże bilansowe rud miedzi tworzą warstwy piaskowców, łupków i dolomitów, występujące na pograniczu utworów węglanowych cechsztyńskich i piaskowców czerwonego spągowca. Miąższość złoże waha się od kilkudziesięciu centymetrów do ponad 20 m.

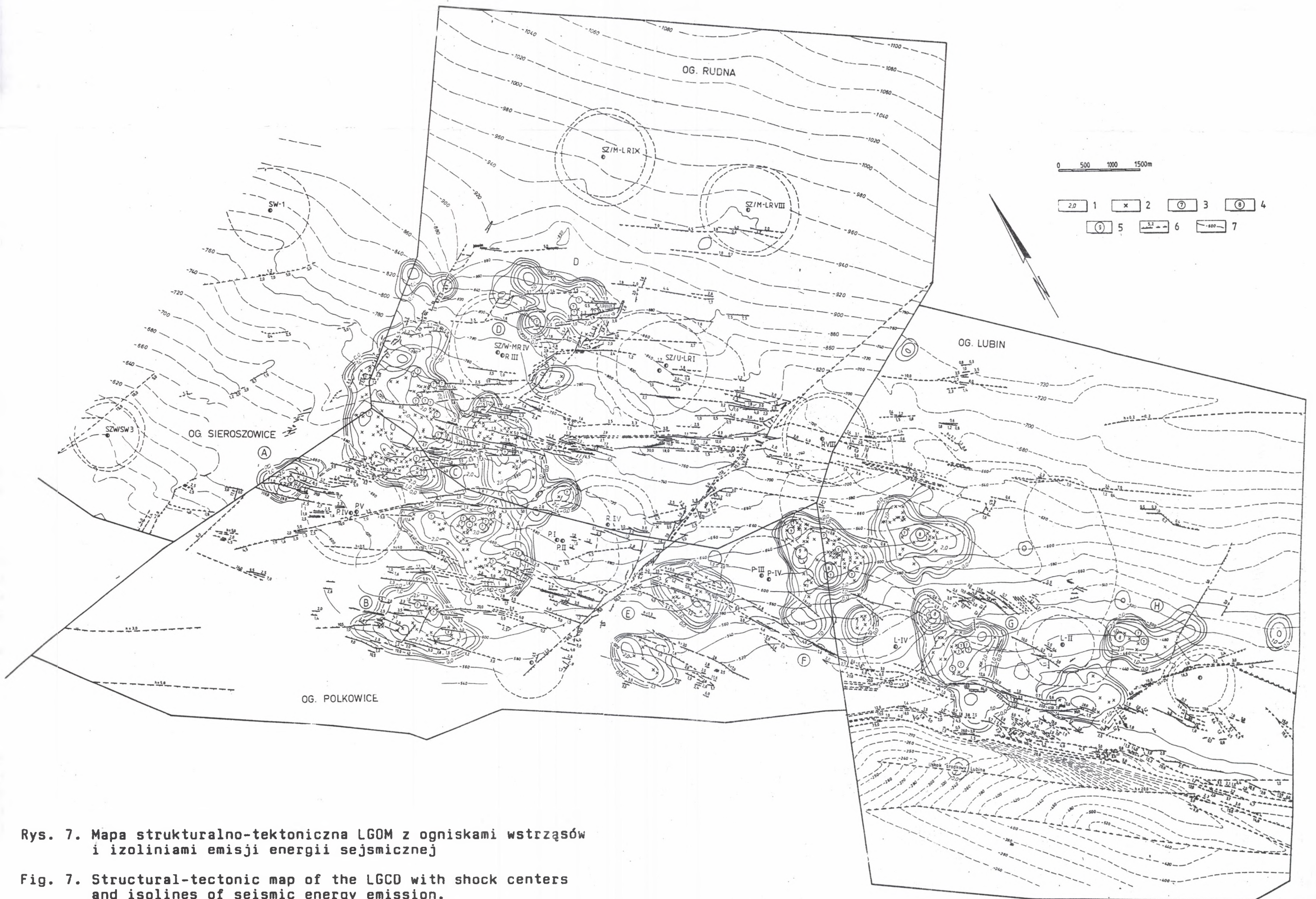
Cechą złoże jest zmienność mineralizacji w pionie. Dlatego w zależności od obszaru złoże furte eksploatacyjną tworzą w przeważającej części piaskowce, piaskowce i dolomity lub dolomity (rys. 6). W każdym z wyżej wymienionych przypadków występują łupki miedzionośne.

We wschodniej i środkowej części obszaru złoże LGOM furta eksploatacyjna obejmuje piaskowce i łupki, natomiast w części zachodniej obszaru mineralizacja bilansowa przesuwana się w górę profilu litologicznego i w krańcowym przypadku obejmuje tylko łupki i skały dolomitowo-wapienne. Zróżnicowanie skał tworzących furte



Rys. 6. Budowa litologiczna i własności wytrzymałościowe skał w profilu furty eksploatacyjnej. 1 - skały węglanowe, 2 - łupki, 3 - łupki ilaste, 4 - dolomit graniczny, 5 - piaskowiec szary, 6 - wytrzymałość na ściskanie 7 - wytrzymałość na rozciąganie

Fig. 6. Lithologic structure and strenght properties of rocks in the profile of exploitation gate



Rys. 7. Mapa strukturalno-tektoniczna LGOM z ogniskami wstrząsów i izoliniami emisji energii sejsmicznej

Fig. 7. Structural-tectonic map of the LGCD with shock centers and isolines of seismic energy emission.

eksploatacyjną decyduje o przejawach ciśnienia górotworu, a przede wszystkim o występowaniu wstrząsów i tąpnięć w wyrobiskach górniczych kopalń LGOM.

Powyżej kompleksu skał węglanowych występują:

- kompleks skał anhydrytowych o miąższości do 300 m (rys. 2,3,4) zbudowany głównie z anhydrytów, w obrębie których występują wkładki łupków ilastych, dolomitów powszechnie traktowanych jako warstwy przewodnie oraz znacznej miąższości pokładów soli kamiennej,
- kompleks skał łupkowych o miąższości około 30 m zbudowanych ze skał słabo zwięzłych, w większości plastycznych z przerostami jasnego gipsu.

Pstry piaskowiec

Pstry piaskowiec reprezentowany jest głównie przez drobnoziarniste piaskowce barwy ceglastoczerwonej i szarej, wykształcone warstwowo, o bardzo zmiennej miąższości od 15 do 230 m.

Kenozoik

Kenozoik reprezentowany jest przez utwory trzeciorzędowe (leżące niezgodnie na utworach permu i triasu), głównie przez formację burowęglową (miocen) i iły poznańskie (pliocen) oraz czwartorzęd, wykształcony w postaci osadów gliniastych i żwirowo-piaszczystych (osady lodowcowe i fluwioglacjalne).

Łączna miąższość neogenu wynosi 180 do ok. 500 m, natomiast plejstocenu łącznie z holocenem od 5,0 do 130,0 m.

3.2. BUDOWA TEKTONICZNA OBSZARU KOPALŃ LGOM

Obszary kopalń LGOM zlokalizowane są w brzeżnej części monokliny przedsudeckiej, przylegającej bezpośrednio do strefy uskoku środkowej Odry oddzielającej monoklinę od bloku przedsudeckiego. Utwory permu i triasu generalnie wykazują rozciągłość NW-SE lub NWW-SEE i zapadają w kierunku NNE pod kątem $3 - 6^{\circ}$ [29,71,80,88,109,115,132,142,153,154,170] (rys. 1 i 7).

Obecny obraz tektoniczny rejonu jest wynikiem działalności ruchów alpejskich (fazy laramijskiej) powodujących budowę blokową złoża.

Główną rolę w budowie strukturalnej omawianego obszaru odgrywają dwa podstawowe systemy uskoku o kierunku NW-SE i W - E (młodsze). Uskoki o kierunkach NW-SE są ścinane i [153] przemieszczane wzdłuż dyslokacji o kierunkach równoleżnikowych. Oprócz tych systemów uskoku spotyka się podrzędnie uskoki o biegu WNW-ESE. Zrzuty uskoku sięgają 100 i więcej metrów. Tworzą one formy schodowe oraz rowy i zręby. Często łączą się w strefy o szerokości do 500 i więcej metrów. W obszarze LGOM można wyróżnić dwie wyraźne strefy o różnym stopniu zaangażowania tektonicznego.

Strefa uskoku, granicząca z blokiem przedsudeckim, charakteryzuje się większą częstością występowania uskoku, natomiast w kierunku upadu - dalej od bloku, częstość występowania uskoku zmniejsza się. Kąt nachylenia powierzchni uskoku stwierdzonych w wyrobiskach waha się zwykle między 70° i 85° . Uskoki o mniejszych kątach upadu (do 60°) stanowią kilka procent. Uskoki z reguły zapadają na NE (rys.8).

Rozpoznanie złoża wyrobiskami górniczymi wskazuje na dużą zmienność zrzutów i zróżnicowany zasięg poziomy uskoku. Około 85% uskoku ma zrzuty do 5,0 m. Z klasyfikacji uskoku według wielkości zrzutu [129] wynika, że przeważają tu uskoki średnie. Według klasyfikacji geotechnicznej [174] można je zaliczyć do III typu uskoku tzw. miejscowych.

Strefy uskoku o biegu równoleżnikowym W-E to przede wszystkim uskoki normalne i inwersyjne o amplitudach przekraczających 30 m.

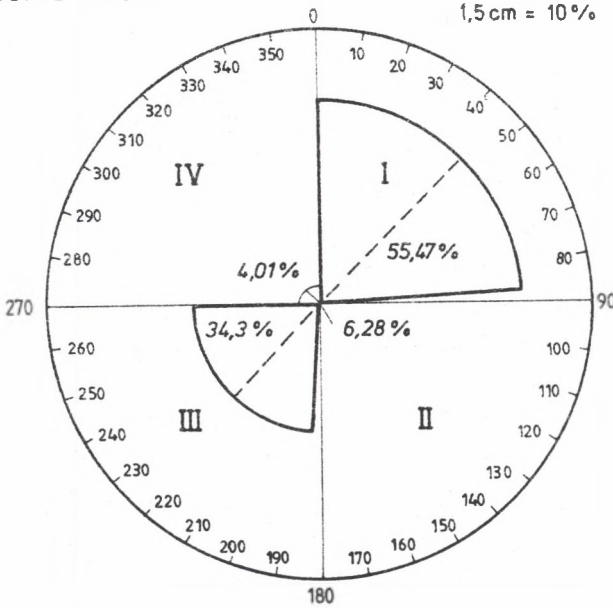
Zasięg pionowy uskoku jest różny. Wygaszanie uskoku obserwuje się w kompleksie solnym, zwłaszcza jeżeli jego miąższość przekracza 100 m [80]. Tam, gdzie brak jest w stropie soli kamiennej, powierzchnia uskoku przecina cehsztyn i dochodzi do piaskowca. Ponieważ otwory wiercone z powierzchni nie przewierciły piaskowców czerwonego spągowca, trudno określić zasięg głęboki uskoku.

Zasięg poziomy uskoku wykazuje zróżnicowanie i waha się od kilkunastu metrów do kilku kilometrów.

Kopalnia Lubin

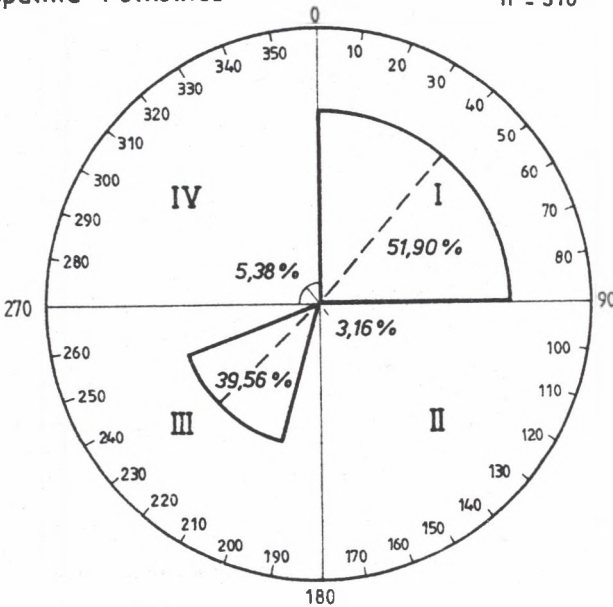
n = 274

1,5 cm = 10%



Kopalnia Polkowice

n = 316



Rys. 8. Diagram azymutów zapadania uskoków dla kopalń Lubin i Polkowice

Fig. 8. Azimuth frequency diagram of downward block faulting for the "Lubin" and "Polkowice" copper mines

W obrębie omawianego obszaru obserwuje się również obecność niewielkich fałdów, brachyantyklin i brachysynklin [154]. Amplituda tych form nie przekracza na ogół kilku metrów, a nachylenie skrzydeł waha się w przedziale od kilku do kilkunastu stopni (kop. Sieroszowice). Fałdy charakteryzują się dwoma kierunkami przebiegu osi: NW-SE jako kierunkiem głównym i podrzędnie W-E.

Ze zjawisk mezotektonicznych na uwagę zasługuje występowanie, zwłaszcza w skałach węglanowych, spękań ciosowych, pęknięć oraz szczelin zmineralizowanych. Spękania występujące w skałach węglanowych są dwójakiego rodzaju. Jedne z nich mają niewielki zasięg, ograniczony do kilku ławic. Są to spękania zwarte o gładkich powierzchniach [109]. Prócz nich spotyka się spękania arzecinające ociosy wyrobisk od spągu do stropu, jak również wyraźnie zaznaczające się w stropie wyrobisk. Spękania często wypełnia gips lub kalcyt, rzadziej baryt.

Nasilenie występowania żył w skałach złożowych kopalń jest różne. Przykładowo w kopalni Rudna żyły gipsu spotyka się rzadziej aniżeli w płyciej zalegających partiach złoża kopalń Lubin i Polkowice. Koncentrują się one głównie przy uskokach i wykazują zgodny z nimi przebieg. Spękania często są ścięte i przesunięte, co świadczy o ruchach śródwarstwowych zachodzących w kompleksie skał węglanowych.

Wśród spękań wyróżnia się pięć kierunków [154], na które składają się dwie pary systemów komplementarnych:

1) NW-SE i NE - SW, 2) ENE-WSW i NNW-SSE oraz pojedynczy zespół NNE-SSW. Typową cechą jest strome ustawienie powierzchni spękań: około 65% spękań ma upad większy od 80° [109].

Jakkolwiek złoża w omawianych kopalniach ma podobną budowę strukturalną, obserwuje się różnicowanie m.in. takich parametrów uskoku jak długości (d) i wielkości ich zrzutu (h) [110,111,112, 113,115]. Obrazuje to tabela 1.

W kopalni Lubin najbardziej częstą dla długości jest klasa 110 - 210 m, na którą przypada 31% danych, przy czym 90% wszystkich danych mieści się w przedziale długości do 750 m. Współczynnik zmienności dla h jest stosunkowo wysoki: $V = 285\%$.

$$V = \frac{s}{h} \cdot 100$$

gdzie:

s - średnie odchylenie kwadratowe,
 \bar{h} - wartość średnia zrzutu uskoku [m].

Najbardziej częsta jest klasa zrzutu 0,3 do 0,60 m (ok. 18% danych), przy czym ok. 90% wszystkich uskoków znajduje się w przedziale o zrzucie do $h = 4,90$ m.

W kopalni Polkowice najbardziej reprezentatywną klasą dla długości jest klasa 111 - 210 m. W przedziale tym znajduje się 26% uskoków. Około 85% wszystkich uskoków ma długość do 750 m. Najbardziej reprezentatywna jest klasa wielkości zrzutu od 1,99 do 2,69 m. Na klasę tę przypada 18% pomiarów. Około 80% wszystkich uskoków ma zrzut do $h = 4,91$ m.

W kopalni Rudna najbardziej reprezentatywna jest klasa długości od 210 do 400 m, na którą przypada 33% danych. Około 90% długości wszystkich uskoków znajduje się w klasie do 750 m. W klasie zrzutu h 2,69 do 3,64 m - najbardziej reprezentatywnej - znajduje się 23% wszystkich uskoków. Około 75% wszystkich danych dotyczących zrzutu h znajduje się w klasie do $h = 3,60$ m.

W kopalni Sieroszowice z uwagi na małą liczbę danych nie przeprowadzono na szerszą skalę wyliczeń statystycznych parametrów tektonicznych.

Jak wynika z badań statystycznych [115], zachodzi wyraźna zależność między długością uskoku "d" a wielkością jego zrzutu "h". Współczynnik korelacji dla kopalń LGOM pomiędzy parametrami "d" i "h" ($n=322$) wynosi około $r = 0,750$, a współczynnik determinacji $r^2 = 56\%$. Tak więc około 56% długości uskoków jest zdeterminowanych wielkością zrzutu "h". Niemały wpływ na długość uskoku mogą wywołać własności geomechaniczne skał, miąższość kompleksu skał węglowych itp.

Uogólniając, należy stwierdzić, że kopalnie Lubin, Polkowice, Rudna i Sieroszowice zlokalizowane są w blokach tektonicznych utworzonych przez uskoki o biegu NW-SE oraz uskoki o biegu równoleżnikowym W-E. Jeden z uskoków równoleżnikowych o zrzucie

Tabela 1
 Podstawowe parametry charakteryzujące uzyskiwanie górotworu w kopalniach LGOM

Lp.	Kopalnia	d		Vd %	h		Przedział ufności dla \bar{h} na poziomie ufności 0,95	Vh %	Stożek skorelowa- nia zmiennych d i h Współczyn- nik korela- cji r	n
		od-do m	\bar{d} m		od-do m	\bar{h} m				
1.	Lubin	75-4500	276	-	0,20-70,0	1,68	$1,36 \leq h \leq 2,07$	285	0,79	86
2.	Polkowice	50-4000	339	16	0,30-60,0	2,56	$2,03 \leq h \leq 2,94$	116	0,77	123
3.	Rudna	40-2500	202	14	0,20-29,0	1,98	$1,68 \leq h \leq 2,29$	-	0,78	112
4.	Sieroszowice	50-500	462	-	9,40-15,0	4,16	$0,40 \leq h \leq 15,0$	-	-	50

$h = 20,0$ m na N stanowi wschodnią granicę kopalni Lubin, następny to znany uskok Biedrzychowa zrzucający złoże na N o $h = 30 - 60$ m, trzeci uskok zrzucający złoże na S o $h = 5 - 10$ m tworzy granicę między kopalnią Polkowice i Sieroszowice.

3.2.1. Zaangażowanie tektoniczne górotworu w kopalniach LGOM

W pracach [110,111,114,123] podano metodą pozwalającą ująć charakter budowy tektonicznej górotworu (dezintegracji tektonicznej) w LGOM w postaci formuły matematycznej. Tak zwany współczynnik tektonicznego zaangażowania górotworu M , składający się z trzech wskaźników: uskoków, szczelin zmineralizowanych, ciosu, został wykorzystany we wzorze na obliczenie wskaźnika zawałowości stropu Z oraz wskaźnika stateczności stropu L_t .

Współczynnik M był również uwzględniony przy określeniu wpływu czynników geologiczno-górnicznych na aktywność sejsmiczną górotworu w kopalniach LGOM.

Współczynnik M zawiera się w granicach:

$$0 < M < 1,$$

ponieważ nawet w przypadku, gdy w stropie brak jest uskoków i szczelin zmineralizowanych, zawsze występują w skałach spękania ciosowe.

Mankamentem współczynnika M jest nieuwzględnienie w nim elementów tektoniki plikatywnej i przemieszczeń poziomych. Formy tego rodzaju, jak już wspomniano, w obszarze kopalń LGOM występują, lecz niemniej jest on stosowany w codziennej praktyce górniczej [118].

Na podstawie wartości współczynnika M dla kopalń LGOM wprowadzono podział górotworu na klasy zaangażowania tektonicznego:

- | | | |
|-----|-------------------|---|
| I | $0,90 < M < 1,0$ | - złoże bardzo słabo zaangażowane tektonicznie, |
| II | $0,75 < M < 0,90$ | - złoże słabo zaangażowane tektonicznie, |
| III | $0,50 < M < 0,75$ | - złoże średnio zaangażowane tektonicznie, |
| IV | $0,25 < M < 0,50$ | - złoże mocno zaangażowane tektonicznie, |
| V | $0,00 < M < 0,25$ | - złoże bardzo mocno zaangażowane tektonicznie. |

Wskaźniki charakteryzujące warunki tektoniczne górotworu podano także w pracach [76,95,129]. Stan górotworu lepiej oddaje wskaźnik: RMR (Rock Mass Ratings) podany w pracach [3,4,12] i zmodyfikowany przez [104] oraz Q - wskaźnik jakości drążenia tuneli [1,2]. Wskaźnik RMR uwzględnia pięć parametrów: wytrzymałość nienaruszonej matrycy skalnej, RQD (Rock Quality Designation), odstępy spękań, stan spękań oraz stan zawodnienia górotworu. Dały one podstawę do opracowania geomechanicznej klasyfikacji skał [3,4,12,104].

Dokonując porównania parametrów charakteryzujących zaangażowanie tektoniczne górotworu kopalń Lubin, Polkowice, Rudna i Sieroszowice, można stwierdzić istotną różnicę zarówno w ich rozkładzie ilościowym, jak i przestrzennym [110,111,113].

Biorąc pod uwagę przede wszystkim wartości współczynnika M, w rozkładzie powierzchniowym tegoż współczynnika można stwierdzić pewną zmienność w dwu zasadniczych kierunkach:

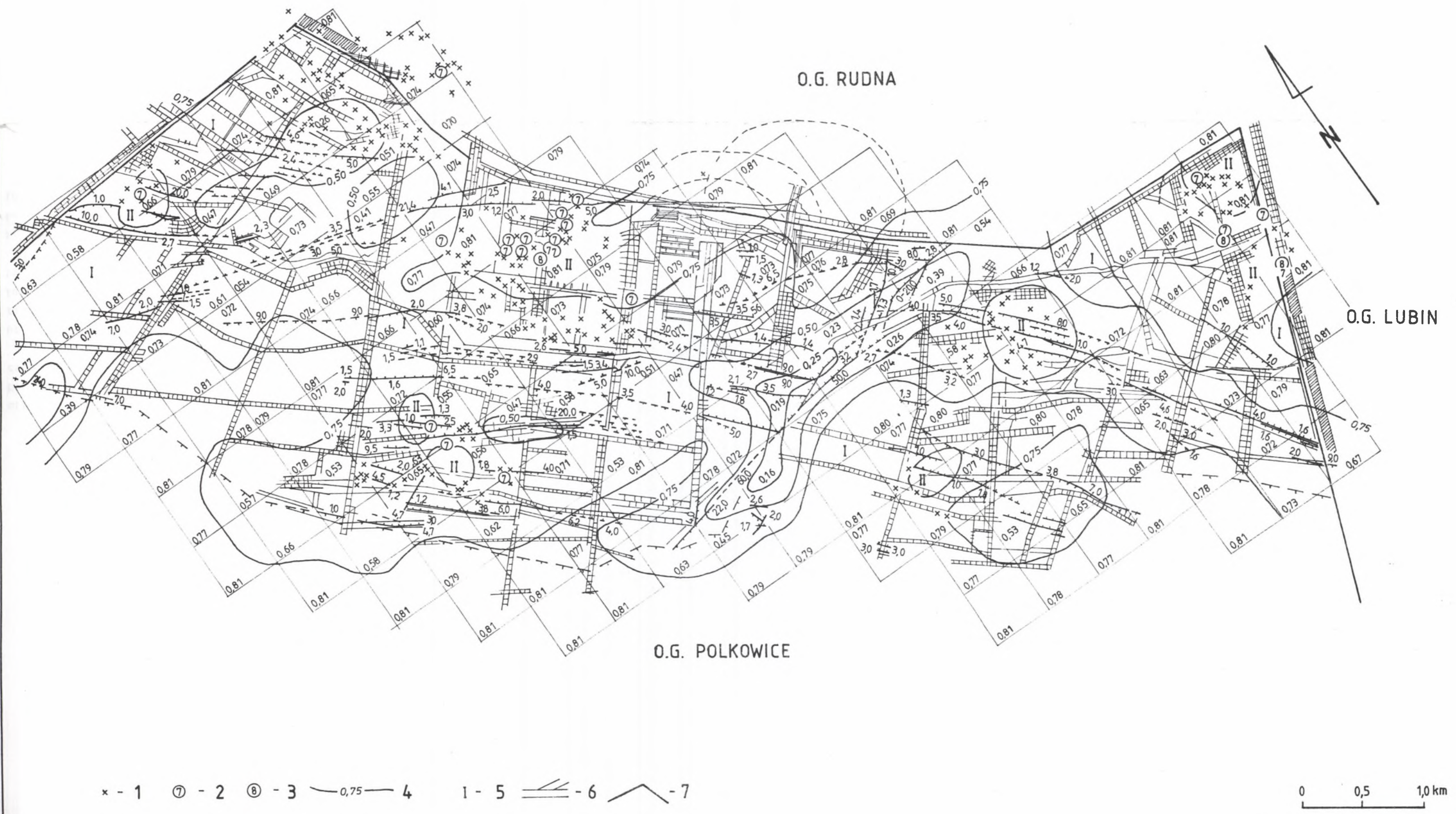
- 1) w kierunku NE-SW,
- 2) w kierunku NW-SE,

przy czym zmienność w kierunku NE-SW bardziej zaznacza się w kopalniach Lubin i Polkowice, a w kierunku NW-SE w kopalniach Rudna i Sieroszowice.

Uogólniając, obszar złoża położony między rejonem szybów głównych kopalni Lubin a rejonem szybów głównych kopalni Polkowice jest najmniej zaangażowany tektonicznie na całym obszarze LGOM. Przeciętne wartości współczynnika M w kopalniach Lubin i Polkowice rosną od $M = 0,42$ w rejonie Lubina Wschodniego (najniższa przeciętna wartość w LGOM) poprzez $0,50$ (rejon Lubina Głównego), $M = 0,50$ (rejon Lubina Zachodniego) do wartości $M = 0,78$ (rejon Polkowic Wschodnich - najwyższa wartość przeciętna w rejonie LGOM) a następnie spadają do wartości $M = 0,68$ (rejon Polkowic Głównych) i $M = 0,52$ (rejon Polkowic Zachodnich).

W kopalni Rudna złoża w rejonie szybów zachodnich jest podobnie zaangażowane tektonicznie jak złoża w rejonie szybów głównych. Przeciętna wartość M dla rejonu szybów zachodnich wynosi $M = 0,5$, natomiast dla rejonu szybów głównych $M = 0,51$.

W obszarze kopalni Sieroszowice z uwagi na niewielkie rozciągnięcie złoża robotami górniczymi współczynnik tektonicznego zaangażo-



Rys. 9. Mapa izolinii współczynnika tektonicznego zaangażowania górotworu, kop. Polkowice

Fig. 9. Isoline map of tectonical stress coefficient, the "Polkowice" copper mine

zowania złoza M obliczono tylko dla oddziału G-21. W oddziale tym eksploatację prowadzi się w synklinie, w osi której dodatkowo występuje rów tektoniczny. W oddziale G-21 $M = 0,50$.

Przedstawiona analiza stopnia tektonicznego zaangażowania złoza w obszarach kopalń Lubin, Polkowice, Rudna i częściowo Sieroszowice wykazała zróżnicowanie w rozkładzie przestrzennym wartości współczynnika M . Można to stwierdzić na przykładzie kopalni Rudna (rys.9).

Zaangażowanie tektoniczne złoza (wielkość M) jest jednym z czynników wpływających na występowanie wstrząsów górniczych i tąpnięć (aktywności sejsmicznej górotworu) w wyżej wymienionych kopalniach.

4. TEKTONICZNE POLA NAPRĘŻEŃ

Skały osadowe budujące monoklinę przedsudecką stanowią ośrodek reologiczny, w którym naprężenia i odkształcenia są funkcją czasu. Obecność naprężeń w górotworze należy wiązać z przyczynami, jakimi m.in. są [12, 21, 22, 27, 33, 38, 45, 46, 53, 55, 56, 57, 58, 59, 62, 63, 64, 74, 76, 79, 94, 141, 143, 150, 157, 158, 159, 169, 177, 185]:

- 1) nacisk pionowy będący wynikiem ciężaru nakładu (siły grawitacji),
- 2) nacisk wywierany w wyniku działania sił tektonicznych.

Siły grawitacji powodują w skałach powstanie pola naprężeń litostatycznych, których wartość jest funkcją głębokości. Obok ciśnienia pionowego, będącego wynikiem ciężaru nakładu, powstają także naprężenia boczne. Naprężenie pionowe jest równe ciężarowi słupa skały leżącej powyżej:

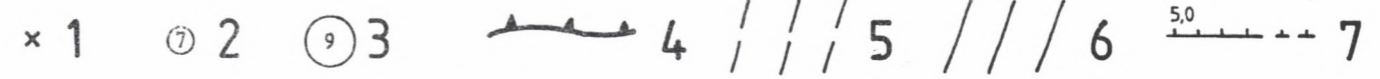
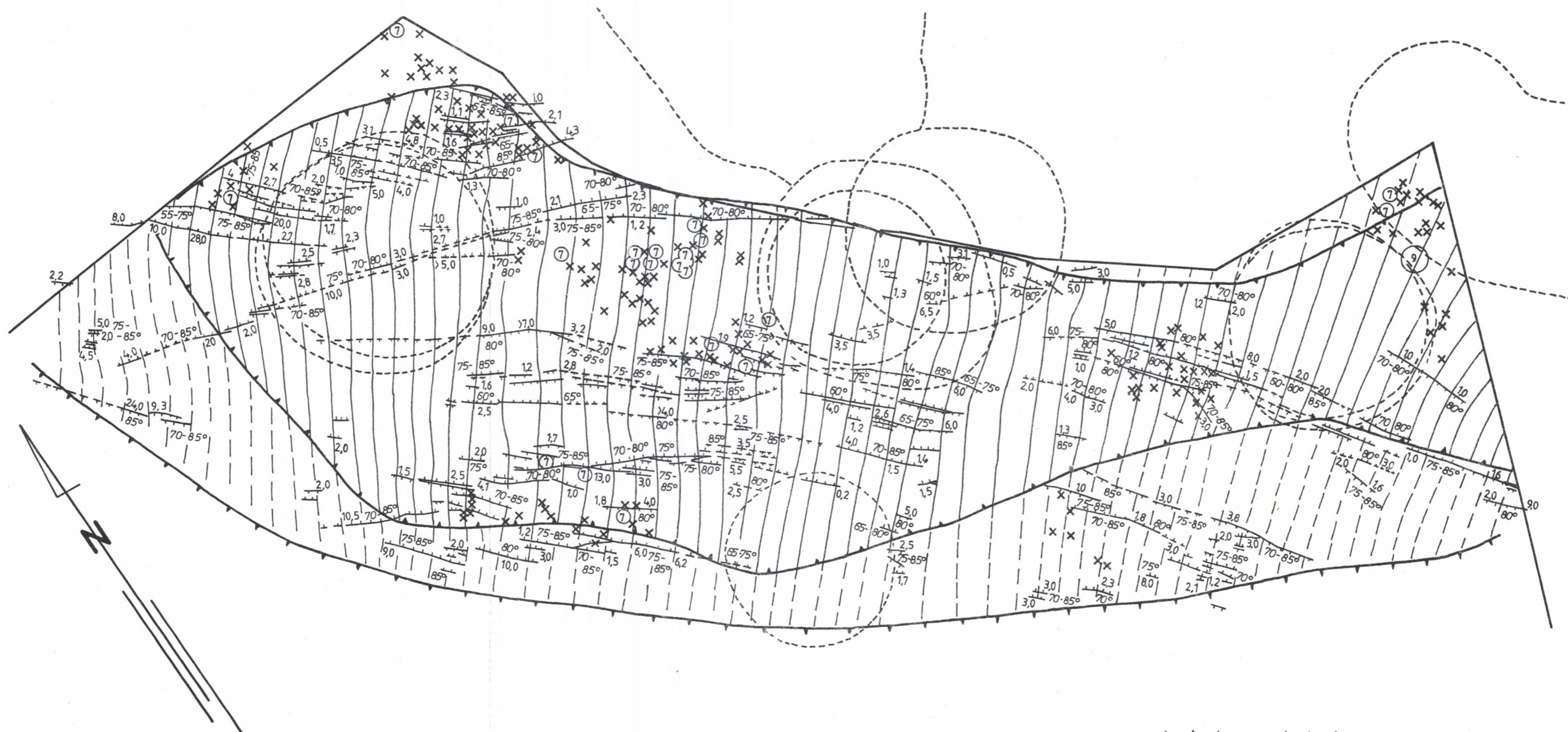
$$\sigma_z^L = - \gamma \cdot h$$

Naprężenia boczne, będące wynikiem dążności skały do rozszerzenia się na boki, określa wzór:

$$\sigma_x^L = \sigma_y^L = \frac{\gamma \cdot h}{m - 1}$$

gdzie:

σ_z^L - pierwotne naprężenie normalne główne litostatyczne,



Rys. 10. Mapa trajektorii naprężeń tektonicznych, kop. Polkowice

Fig. 10. Map of tectonical stress trajectories - the "Polkowice"

- σ_x^L σ_y^L - poziome naprężenia normalne główne,
 γ - ciężar objętościowy skały,
 h - głębokość,
 m - liczba Poissona.

Nacisk spowodowany siłami grawitacji wywierany na skały prowadzi do ich kompaktacji wyrażającej się m.in. wzrostem gęstości, wytrzymałości, sprężystości i spadku porowatości skał [47,185].

Naprężenia tektoniczne występujące w górotworze częściowo wynikają ze współczesnych nacisków w skorupie ziemskiej, a częściowo z pozostałości po dawnych naciskach w masywie skalnym. W pierwszym przypadku mamy do czynienia z naprężeniami neotektonicznymi, w drugim z naprężeniami residualnymi.

Przy porównywalnych warunkach geologicznych i głębokości czynnikami współdecydującymi o skłonności skał do tępań jest kompaktacja tych skał, naprężenia tektoniczne istniejące w przeszłości geologicznej w danym rejonie oraz naruszenie równowagi górotworu robotami górniczymi [185].

4.1. POWSTANIE USKOKÓW NORMALNYCH

Bezpośrednią przyczyną powstania uskoku normalnego jest występowanie w skałach odpowiednio dużych naprężeń stycznych większych od wytrzymałości na ściskanie. Naprężenia styczne są funkcją różnicy naprężeń głównych $\tau = \sigma_1 - \sigma_3$ [47,57,62,63,64]. Stąd też uskoki normalne mogą powstać tylko tam, gdzie na skutek procesów tektonicznych różnica naprężeń głównych będzie wystarczająco duża. Powierzchnia uskoku normalnego jest płaszczyzną kruchego zniszczenia skały na skutek naprężeń stycznych [57,62].

Nachylenie powierzchni uskoku normalnego uzależnione jest od kąta tarcia wewnętrznego skał oraz od wartości i znaku naprężeń σ_1 i σ_3 . Ponieważ skały węglanowe (występujące w bezpośrednim stropie wyrobisk) na monoklinie przedsudeckiej charakteryzuje

się kątem tarcia wewnętrznego w granicach $\varphi = 63 - 65^{\circ}$, przeciętne nachylenie uskoku normalnego do płaszczyzny poziomej wynosić będzie:

$$\alpha = 45^{\circ} + \frac{\varphi}{2} = 76 - 77^{\circ}$$

Jeżeli naprężenie σ_3 ma wartości dodatnie (rozciąganie), kąt nachylenia powierzchni uskoku wzrasta i w szczególnych przypadkach może wynosić nawet $\frac{\pi}{2}$.

4.2. WYZNACZANIE OBSZARÓW KOMPAKCJI I TRAJEKTORII NAPRĘŻEŃ

Prawie wszystkie uskoki występujące w rozpatrywanym obszarze są uskokami normalnymi. Wyjątek stanowi część obszaru kopalni Lubin (partia południowa), gdzie występują również uskoki inwersyjne.

Zasady odtwarzania pól naprężeń tektonicznych podano w licznych pracach z zakresu tektonofizyki [55,56,57,62,63,64]. Uwzględniając te zasady, odtworzono pola naprężeń powodujące powstanie uskoków systemu NW-SE, rezygnując natomiast z tego dla systemu W-E, ze względu na zbyt małą liczbę uskoków o tym kierunku.

Ponieważ główne naprężenie $\max \sigma_1$ było pionowe, a kierunek naprężenia medialnego zbliżony był do biegu uskoków normalnych, na mapach kopalni Polkowice (rys.10) wyznaczono trajektorie naprężeń minimalnych σ_3 .

W zależności od sytuacji diastroficznej naprężenie minimalne może być ściskaniem ($-\sigma_3$) lub rozciąganiem ($+\sigma_3$). Ponieważ naprężenie medialne jest zawsze ściskaniem ($-\sigma_2$), w pierwszym przypadku wszystkie trzy naprężenia główne $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ są ściskaniem.

Występuje wówczas stan wszechstronnego ściskania, prowadzący do kompaktacji i konsolidacji skał. Znak naprężenia minimalnego (ściskanie $-\sigma_3$, rozciąganie $+\sigma_3$) można określić na podstawie nachylenia uskoków [47,62,63,64,185].

Przy nachyleniu $\alpha > 75^{\circ}$, zgodnie z zasadami mechaniki zniszczenia skał, można założyć, że uskok powstał przy udziale poziomego rozciągania ($\sigma_3 > 0$). Kierując się tym, na mapie kopalni Polkowice wyznaczono obszary kompaktacji, tj. obszary, w których wszystkie trzy naprężenia główne prawdopodobnie były ściskaniem. Wewnątrz tych obszarów przebieg trajektorii oznaczono linią ciągłą. Linią przerywaną oznaczono trajektorie naprężeń w tych obszarach, w których naprężenie σ_3 było rozciąganiem. Jak wynika z mapy strukturalno-tektonicznej (rys.7), prawie wszystkie ogniska wstrząsów zlokalizowane są wewnątrz obszarów kompaktacji.

5. WSPÓLCZESNE I NEOTEKTONICZNE RUCHY SKORUPY ZIEMSKIEJ W POLSCE POŁUDNIOWO-ZACHODNIEJ

Wielu autorów m.in. [30,31,91] uważa, że występowanie współczesnych ruchów w południowo-zachodniej Polsce, w tym zapewne i pionowych, jest niewątpliwe, co ma wpływ na sejsmiczność tego rejonu.

Autorzy [30,31] stawiają tezę, że współczesne ruchy skorupy ziemskiej w południowo-zachodniej Polsce są przedłużeniem ruchów z czasów neogenu i są szczególnie wyraźne w strefach uskoków neogenu [25].

W Sudetach i na bloku przedsudeckim zaznaczają się cztery strefy tektoniczne aktywne w neogenie, mające duży wpływ na formowanie orografii. Są to: nasunięcie łużyckie, część wschodnia uskoku śródsudeckiego, uskoku sudecki brzeżny i wschodni odcinek strefy uskoku środkowej Odry [31,41,93].

Z danych zawartych w pracy [31] wynika, że bloki tektoniczne tej strefy wykazywały w neogenie ruchy synsedymantacyjne. Powiększały się one zapewne też w związku z naciskiem lądolodów i ich ustąpieniem. Odciążenie tej strefy od masy lodowca mogło spowodować ruchy izostatyczno-odprężeniowe, które mogły się wyładować wzdłuż czynnych w neogenie stref tektonicznych, powodując prawdopodobnie trzęsienie Ziemi [31].

Efekty ruchów skorupy ziemskiej w południowo-zachodniej Polsce podano w pracach [133, 175, 176]. Z prac tych wynika, że zachodnia część Sudetów i bloku przedsudeckiego obniża się względem wschodniej. W katalogu [134] na 89 trzęsień, które w latach 1000-1970 miały epicentra na terenie naszego kraju i w przeciwległej czeskiej części Sudetów, 44, czyli około 50%, przypada na Dolny Śląsk.

W świetle powyższego rejon ten, chociaż mający małą powierzchnię w stosunku do reszty kraju, można uznać za najbardziej sejsmiczny obszar Polski [31]. Stwierdzono, że w tej części Polski

trzęsienia Ziemi zdarzają się co 22 lata. Ostatnie trzęsienie Ziemi we Wrocławiu (8^o MCS) zanotowano 556 lat temu. Natomiast odczuto trzęsienie Ziemi we Wrocławiu nie tak dawno, bo 190 lat temu.

W LGOM pierwszy silny wstrząs (kwalifikowany jako trzęsienie Ziemi) miał miejsce w 1977 r. [31,40,90]. W stosunku do wcześniej wymienionych trzęsień Ziemi, związanych z naturalnym przemieszczeniem się skorupy ziemskiej, wstrząs w Lubinie miał niewątpliwie związek z eksploatacją złoża rudy miedzi prowadzoną w LGOM.

W pracy [14] wyraźnie stwierdza się, że Dolny Śląsk obejmuje mobilny obszar o heterogenicznej budowie tektonicznej. Świadczą o tym m.in. wyniki badań geologicznych i współczesnych obserwacji pionowych ruchów skorupy ziemskiej, a także aktywność sejsmiczna w okresie historycznym i współcześnie.

6. WARUNKI GÓRNICZO-TECHNICZNE WYBIERANIA ZŁOŻA ORAZ WPLYW EKSPLOATACJI NA POWIERZCHNIĘ W OBSZARZE KOPALŃ LGOM

Z reguły złoże rudy miedzi w kopalniach LGOM wybierane jest systemem komorowo-filarowym dwu- lub jednofazowym z zawałem stropu. W układzie dwufazowym złoże w pierwszej fazie jest rozcinane chodnikami na filary o wymiarach 25 x 25 m do 25 x 45 m. W drugiej fazie eksploatacji filary te rozcina się na kostki o wymiarach 5 x 5 m [140]. System jednofazowy polega na wybieraniu złoża jednym frontem eksploatacyjnym o długości 150 - 350 m, a nawet do 450 m w układzie podłużnym lub poprzecznym.

Eksploatację prowadzi się na całej grubości złoża, przy czym ze względu na stosowane maszyny oraz sprzęt górniczy praktycznie eksploatuje się złoże o miąższości 3,0 - 5,0 m. Wyjątek stanowi kopalnia Rudna, w której złoże wybiera się warstwowo nawet o miąższości powyżej 14,0 m.

Otwarcie, czyli maksymalna odległość linii zawału lub podsadzki od frontu eksploatacyjnego, wynosi 35 m, tj. trzy komory i trzy rzędy filarów podporowych, po czym musi nastąpić likwidacja zrobów. Wybraną przestrzeń likwiduje się przez podsadzenie lub zawał. Aktualnie stosuje się pewną modyfikację podanego systemu. Na przykład w kopalni Polkowice długość frontu eksploatacji wynosi około 750 m, a otwarcie, czyli odległość między linią zawału a linią frontu, 6 - 7 pasów, tj. około 100 m.

W wyniku eksploatacji i odwodnienia górotworu na powierzchni terenu powstały szkody górnicza m.in. w formie obniżenia terenu mieszczące się w granicach ustalonych dla II kategorii ochrony powierzchni oraz lej depresyjny o wymiarach 40 x 15 km. Dłuższa oś tego leja jest równoległa do strefy uskoków środkowej Odry [10,122] i obrysu eksploatacji.

Na podstawie analizy map powierzchniowych obniżenia terenu kopalń Lubin, Polkowice, Rudna i Sieroszowice oraz lokalizacji wstrząsów należy stwierdzić, że w obszarze kopalń LGOM istnieje

wyraźna korelacja między rejonami koncentracji ognisk wstrząsów (załamywanie się mocnych warstw stropowych) a szkodami górniczymi powstałymi na powierzchniach obszarów górniczych poszczególnych kopalń [160]. Zależność taką stwierdzono po raz pierwszy w 1977 r. w obszarze kopalni Lubin [40]. Podobne zjawiska stwierdzono w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym [52].

7. ZACHOWANIE SIĘ SKAŁ ZŁOŻOWYCH I OTACZAJĄCYCH

7.1. ZACHOWANIE SIĘ SKAŁ SPĄGOWYCH

Spąg wyrobisk stanowią jasnoszare piaskowce białego spągowca z warstewką dolomitu granicznego w stropie (rys.6). Piaskowce o dużej zawartości spoiwa węglanowego (część stropowa) charakteryzują się wyższymi parametrami wytrzymałościowymi ($R_c = 80$ MPa) od piaskowców o przewadze spoiwa ilastego (część spągowa, $R_c = 16$ MPa) [37,103].

Stropowa część piaskowców białego spągowca łącznie z warstewką dolomitu granicznego o wysokich parametrach wytrzymałościowych w granicach $R_c = 80 - 100$ MPa ma właściwości akumulacji energii sprężystej i gwałtownego jej oddania, co stwierdzono po raz pierwszy w 1970 roku w oddziale G - 11 kopalni Polkowice, gdzie miało miejsce gwałtowne odprężenie się spągu do wyrobiska. Piaskowce o małej wytrzymałości są wyciskane, co powoduje konwergencję wyrobisk wynoszącą niekiedy ok. 70% ich wysokości.

Zachowanie się spągu stało się problemem na tyle ważnym, że w formie instrukcji opracowano zasady i sposób klasyfikowania spągów [119].

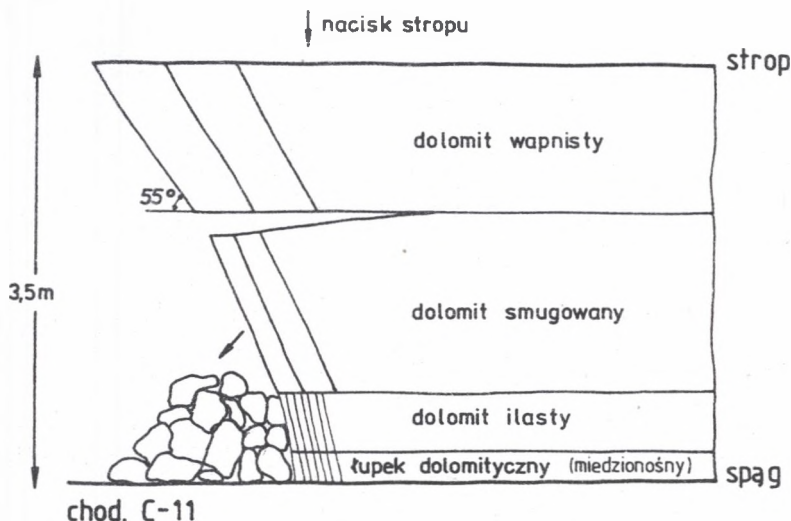
7.2. ZACHOWANIE SIĘ SKAŁ ZŁOŻOWYCH

Skały wchodzące w skład furty eksploatacyjnej to głównie dolomity i łupki ilasto-dolomityczne w spągu oraz w niektórych rejonach również piaskowce białego spągowca, z cienką warstewką dolomitu granicznego w stropie. Odmiana łupków ilastych tzw. łupki smoliste (na granicy piaskowców białego spągowca i skał węglanowych cechsztynu) ma niskie parametry wytrzymałościowe, w większości są one miękkie. Często stanowią one warstwę poślizgową [73,106] między dwoma sztywnymi kompleksami skał: piaskowcowych w spągu i

węglanowych w stropie. Istnienie warstwy poślizgowej ułatwia deformacje filarów i ociosów wyrobisk. Natomiast łupki o dużej zawartości substancji dolomitycznej wykazują znacznie wyższą wytrzymałość na ściskanie około $R_c = 22,5$ MPa [37,103].

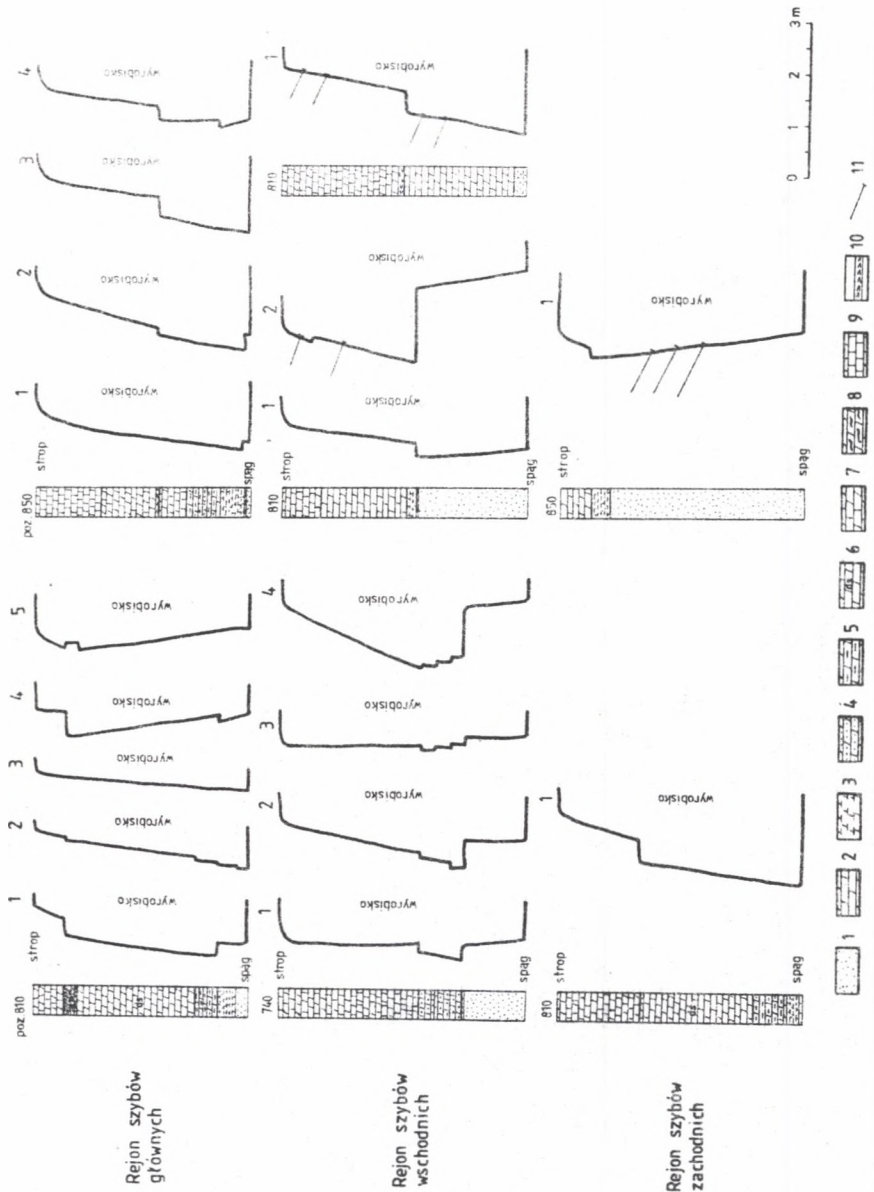
W ponad 80% furtę eksploatacyjną stanowią skały węglanowe charakteryzujące się wysokimi parametrami wytrzymałościowymi. Średnia wytrzymałość dolomitów wapnistych wchodzących w skład furty eksploatacyjnej wynosi około $R_c = 105$ MPa [105,106].

Zachowanie się ociosów pod wpływem eksploatacji zależy od charakteru litologicznego skał budujących ociosy. Skały węglanowe tworzące ociosy charakteryzują się pękaniem i ujawnianiem utajonych spękań lub płaszczyzn osłabienia zgodnych ze spękaniem (rys.11).



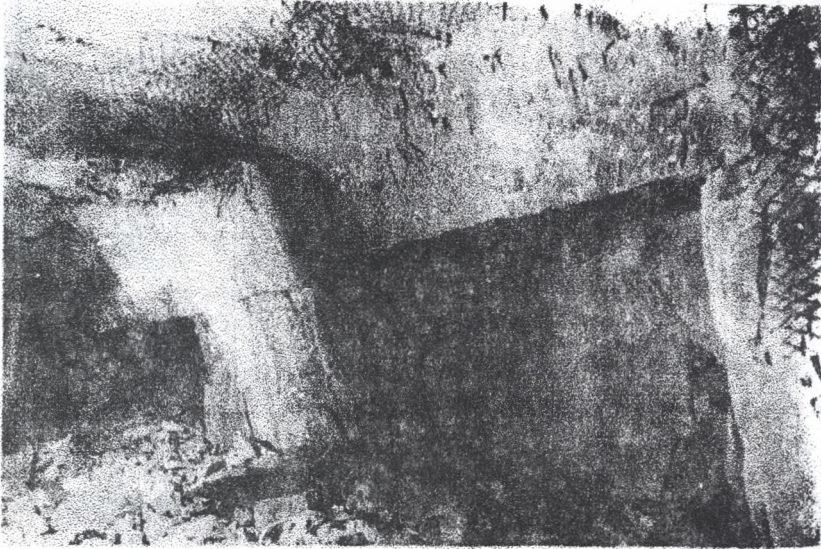
Rys. 11. Przykład deformacji ociosów chodnika kop. Polkowice, oddział G-21

Fig. 11. Example of sidewall deformation, the "Polkowice" copper mine, flat G-21



Rys. 12. Profile morfologiczne ociosów, kop. Polkowice
Fig. 12. Morphological profiles of sidewalls, the "Polkowice" copper mine

Spękanie skały odpadają tak, że ocios ma tendencję do nachylenia w kierunku wyrobiska, tworząc trapez mormalny (rys.12). W ociosie od strony wzniosu złoża powstają charakterystyczne, niebezpieczne ze względów bezpieczeństwa pracy wgłki (fot. 1a), w ociosie od strony upadu złoża takich deformacji nie obserwuje się (fot. 1b).

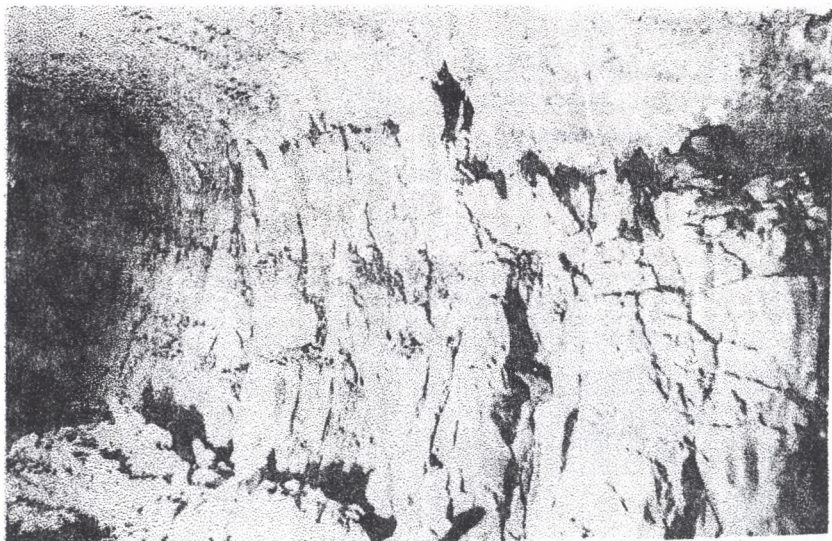


Fot. 1a. Deformacja ociosu, kopalnia Polkowice, oddział G-21

Photo. 1a. Sidewall deformation, the "Polkowice" mine, flat G-21

W przypadku występowania piaskowców ociosy odchylają się od wyrobiska, tworząc trapez odwrócony. Kiedy w wyrobisku występują głównie dolomity i piaskowce na granicy łupków dolomityczno-ilestych, a zwłaszcza cienkiej warstewki łupków smolistych, następuje zmiana kąta nachylenia ociosów (rys.12).

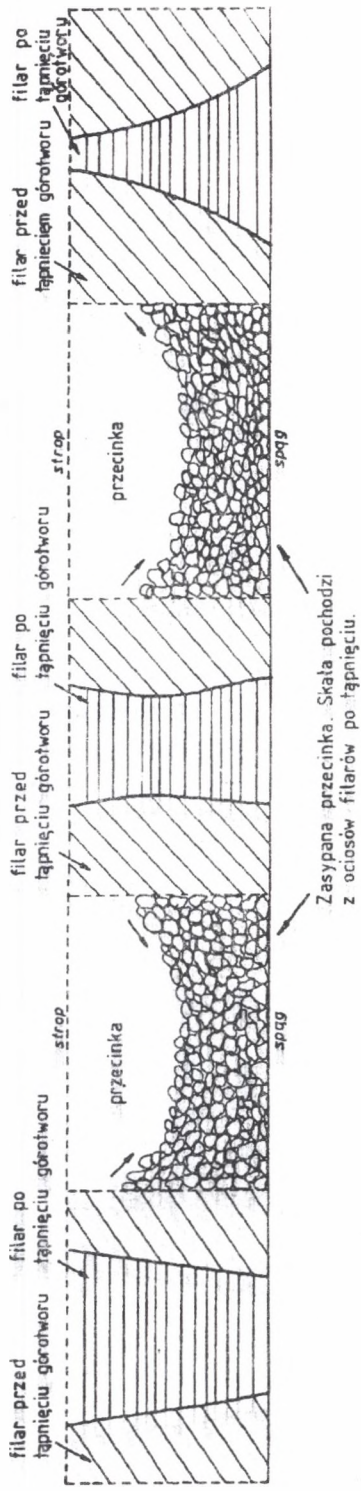
W kopalniach LGOM stwierdzono eksplozywne niszczenie ociosów wyrobisk i filarów podporowych zbudowanych ze skał węglanowych. Wygląd filara po tępieniu przedstawi fot. 2 i rys. 13. Do wzmocnienia filarów wyrobisk stosuje się kotwy rowingowe o zamocowaniu ciągłym.



Fot. 1b Deformacja ociosu, kopalnia Polkowice, oddział G-21
Photo 1b Sidewall deformation, the "Polkowice" mine, flat G-21



Fot. 2. Filar po tąpnięciu, kopalnia Polkowice, oddział G-22
Photo 2. Pillar after a rockburst, the "Polkowice" mine, flat G-22



Rys. 13. Stan filarów podporowych po silnym wstrząsie górotworu
Kop. Polkowice, oddz. G-12

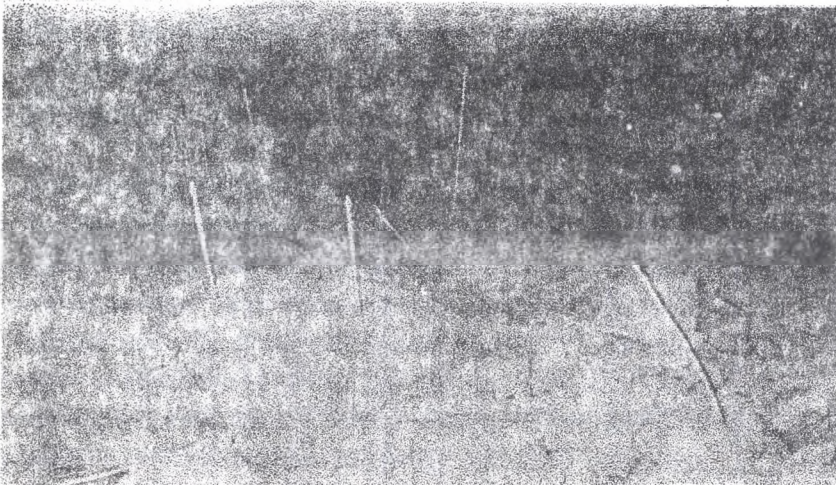
Fig. 13. State of protecting pillars following strong ground shock
the "polkowice" copper mine, flat G-21

7.3. ZACHOWANIE SIĘ SKAŁ STROPOWYCH

Strop wyrobisk zbudowany jest ze skał węglanowych (dolomity i wapienie). Oddzielność poszczególnych warstw jest wyraźna, w większości podkreślona cienkimi laminami iłu lub gipsu i iłu. Płaszczyzny oddzielności są najsłabszymi strafami w górotworze. Do około 60 m powyżej stropu wyrobisk autor stwierdził rozwarstwienie górotworu w wyniku eksploatacji. Zjawisko rozwarstwienia górotworu występuje przeważnie do około 30 m powyżej stropu wyrobisk. Wytrzymałość skał kompleksu węglanowego na ściskanie waha się w granicach $R_c = 127 - 156 \text{ MPa}$ [37,103]. Są to zatem skały mocne, zdolne do akumulacji energii sprężystej, skłonne do nagłych rozładowań [107].

W trakcie eksploatacji stwierdza się ruch skał stropowych do przestrzeni wybranej (fot.3). Wysokość zawaku sięga od 1,5 do ponad 8,0 m, średnio około 3,5 m. Niekiedy w przypadku nieciągłości tektonicznych o nachyleniu do 85° notowano gwałtowne przemieszczenie się skał stropowych połączone z wyładowaniami energii nawet do $E = 10^7 \text{ J}$.

Kierowanie stropem to podstawowy problem w kopalniach LGOM. Do oceny stropów w aspekcie zagrożenia tąpniętami opracowano [118] specjalną klasyfikację.



Fot. 3. Obwiał stropu w wyniku wstrząsu górotworu, kopalnia Polkowice, oddział G-12

Photo 3. Roof collapse resulting from shock bump, the "Polkowice" copper mine, flat G-12

B. KRÓTKIE OMÓWIENIE PROBLEMU WYSTĘPOWANIA WSTRZĄSÓW GÓRNICZYCH I TĄPAŃ W KOPALNIACH

Zagadnienie wstrząsów i tąpnięć omówiono w pracach, m.in. [8,11, 19,20,22,23,34,35,36,37,43,81,81a,135,136,137,138,152,155,156,167, 168,171,173]. Według A.Sałustowicza [155,156] tąpnięciami nazywamy zjawiska nagłych i gwałtownych zawałów wyrobisk górniczych, którym towarzyszy niejednokrotnie potężny huk i silne wstrząsy. W.Parysiewicz [135] definiuje tąpnięcia jako zaburzenia struktury skały pod wpływem ciśnienia przekraczającego jej wytrzymałość na ściskanie, a objawiające się nagłym i momentalnym wyrzutem skał w kierunku wyrobiska. Natomiast według M.O.Salamona [152] tąpnięcie skał jest definiowane jako sejsmiczne zdarzenie, które przyczynia się do powstania szkody w wyrobiskach górniczych. Według "Instrukcji... [187]:

- wstrząs górotworu oznacza gwałtowne i przebiegające w krótkim czasie wyładowanie energii sprężystej nagromadzonej w górotworze otaczającym wyrobisko górnicze, któremu towarzyszą efekty akustyczne i drgania górotworu występujące w wyrobiskach górniczych, a także na powierzchni, nie powodujące dynamicznego przemieszczenia skał stropu, spągu lub ociosów do wyrobisk górniczych,
- tąpnięcie oznacza gwałtowne i przebiegające w krótkim czasie wyładowanie energii sprężystej nagromadzonej w górotworze otaczającym wyrobisko górnicze, powodujące nagłe spękanie i zniszczenie struktury skał stropu lub ociosów oraz dynamiczne przemieszczenie tych skał, mające charakter wyrzutu lub wypchnięcia ich do wyrobisk, któremu towarzyszą efekty akustyczne i drgania występujące w wyrobiskach górniczych, a także na powierzchni,
- odprężenie górotworu oznacza zjawisko analogiczne do tąpnięcia, lecz o słabszym natężeniu.

Według W.Parysiewicza [135] tąpnięcia występujące w złożach z uwagi na miejsce ich lokalizacji dzielą się na: tąpnięcia stropowe, tąpnięcia pokładowe, tąpnięcia spągowe.

Według W.Szuścika [169] tąpnięcia można podzielić na eksplozyjne i nieeksplozyjne.

Co do przyczyn występowania wstrząsów w zagłębiach górniczych zdania są podzielone. Jedni badacze uważają, że wstrząsy są pochodzenia tektonicznego [39], inni sądzą, że przyczyną wstrząsów jest eksploatacja górnicza, która powoduje pękanie skał stropowych i tąpnięcia będące źródłem wstrząsów [135].

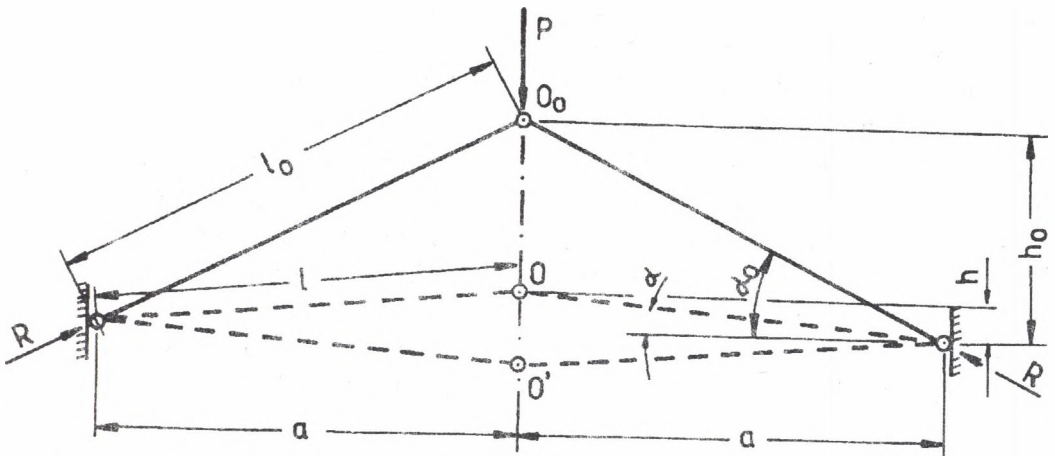
Pękanie skał może wyzwalać większą lub mniejszą ilość energii, co w konsekwencji objawia się wstrząsami o różnym natężeniu [7,83, 124,125,158].

Z badań na Górnym Śląsku wiadomo jednak, że zdecydowanej większości wstrząsów (ponad 90%) nie towarzyszą tąpnięcia [182]. Potwierdzono to również w pracach [179,180]. Według danych zawartych w pracy [39] moc silnego wstrząsu jest około 2500 razy większa niż moc silnego tąpnięcia - vide [135]. Pęknięcie górotworu zawsze wywołuje wstrząs, lecz nie zawsze tąpnięcie [135].

Hipotezy dotyczące powstawania wstrząsów i tąpnięć, które nie uwzględniają kryteriów ilościowych, zaliczono do teorii fenomenologicznych [36,179].

Z punktu widzenia mechaniki ciała stałego tąpnięcie jest gwałtowną utratą stateczności górotworu, której towarzyszy zmiana równowagi układu, połączona z wykonaniem pewnej pracy fizycznej [81].

Przykładem mechanicznej konstrukcji skłonnej do gwałtownego przeskoku z jednego stanu równowagi w inny stan jest układ złożony z dwóch jednakowych, nieważkich prętów, przymocowanych przegubowo do nieodkształcalnych podpór i połączonych ze sobą również przegubem. Konstrukcja taka jest znana w teorii stateczności konstrukcji pod nazwą kratownicy Misese [81]. Charakteryzuje się ona tym, że przy założeniu $H_0 \ll a$ (rys.14) oraz przy braku możliwości ugięcia lub wyboczenia prętów (gdy sztywność prętów przy zginaniu jest nieskończenie duża w porównaniu z ich sztywnością przy ścisnieniu lub rozciąganiu) powiększenie siły P może, oprócz ciągłych,



Rys. 14. Model kratownicy Misesa
Fig. 14. Model of Mises truss

pionowych przemieszczeń punktu O , spowodować jego nagły przeskok w położenie O' . Przeskok taki jest możliwy na skutek skumulowania się w prętach energii sprężystej podczas ich obciążenia siłą P . Powyższy model mechaniczny tłumaczy zjawisko tąpnięcia jako proces utraty stateczności górotworu, który może nastąpić zarówno pod wpływem obciążeń statycznych, jak i obciążeń dynamicznych [84]. Oznacza to, że bezpośrednią przyczyną powstania tąpnięcia może być zarówno wzrost koncentracji naprężeń σ_z wywołanych aktualnie prowadzoną działalnością górniczą, jak i dynamiczny impuls zewnętrzny $\sigma_z^{(d)}$, pochodzący z warstw stropowych, a wynikający z ich okresowego załamania się wskutek ciągłych przemieszczeń nadkładu [84].

Według H. Filcka et al [36] aktualny stan wiedzy o tąpnięciach, wynikający z naukowego poznania weryfikowanego przez praktykę górniczą, pozwala wymienić dwa zasadnicze czynniki decydujące o prawdopodobieństwie powstania tego zjawiska. Są to: właściwości geomechaniczne skał oraz stan naprężenia panujący w górotworze. Potwierdzają to także prace [15,19,20,23,28]. Przy odpowiedniej

zbieżności tych czynników powstaje tąpnięcie, które jako zjawisko gwałtownej utraty stateczności górotworu objawia się zniszczeniem pewnej masy górotworu oraz nagłym wyrzuceniem jej do wyrobiska górniczego. Aby powyższy proces wystąpił, musi zatem zajść przemiana energii potencjalnej górotworu w energię skutków [15,19,20, 85,89,101,172,179]. Przemianę tę można opisać następującym bilansem energetycznym [36,81,172,179]:

$$A_p + A_z = L_z + A_k + A_s + A_r$$

gdzie:

- A_p - sprężysta energia potencjalna zakumulowana w obszarze, który ulega w trakcie tąpnięcia zniszczeniu. Wielkość tej energii wynika z warunków naturalnych, takich jak głębokość, tektonika górotworu i własności geomechaniczne skał,
- A_z - energia dostarczona przez otoczenie (np. energia pochodząca od załamywania się nadległych, grubych warstw stropowych), czyli przez skały, które nie ulegają zniszczeniu i wyrzuceniu do wyrobiska,
- L_z - praca zniszczenia, czyli praca zużyta na zniszczenie tej masy górotworu, która zostaje następnie wyrzucona do wyrobiska,
- A_k - energia kinetyczna, którą posiada zniszczony obszar górotworu, a która określa skutki tąpnięcia,
- A_s - energia sejsmiczna,
- A_r - energia rozproszona, czyli ta energia, która zostaje zużyta na odkształcenie trwałe, procesy reologiczne, efekty cieplne, akustyczne itp.

O skali zjawiska decydują: praca zniszczenia L_z oraz energia kinetyczna A_k [84]. W przypadku gdy $A_k = 0$, mamy do czynienia z zawałem, który charakteryzuje się tym, że ruch skał do wyrobiska następuje wyłącznie pod wpływem sił grawitacji.

W przypadku gdy $A_k > 0$, mamy do czynienia z wyrzutem skał zniszczonego górotworu ku wyrobisku, czyli tąpnięciem. Natomiast suma energii sejsmicznej A_s i energii rozproszonej A_r jest około dwa rzędy wielkości mniejsza od energii kinetycznej A_k , wydzielającej się w źródle tąpnięcia.

Wartość wyemitowanej energii sejsmicznej określa wyrażenie [84]:

$$A_s = \xi \cdot A_c$$

gdzie:

A_c - energia całkowita,

ξ - sprawność sejsmiczna, określająca stosunek energii sejsmicznej A_s do wartości energii wydzielającej się w źródle wstrząsu A_w :

$$\xi = \frac{A_s}{A_w}$$

Zwyczaj przyjmuje się $\xi = 0,01$.

Energia sejsmiczna A_s jest często punktem wyjścia do sporządzenia kryteriów oceniających górotwór w aspekcie zagrożenia tąpniętami bądź też do podziału tępnięć [36].

Według Z. Kłęczka et al [84] tąpnięcia występują w przypadku zaistnienia zbieżności dwóch grup czynników:

- 1) naturalnych, na które człowiek - jak dotąd - nie ma większego wpływu,
- 2) technologiczno-górnictwowych, które są tworzone i przekształcane przez człowieka.

Wieloletnie obserwacje skutków występowania wstrząsów górniczych i tępnięć prowadzone przez autora w kopalniach LGOM potwierdzają wpływ ww. grup czynników na występowanie omawianych zjawisk.

9. AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA KOPALNÍ LGOM - WYSTĘPOWANIE WSTRZĄSÓW GÓRNICZYCH I TĄPAŃ

Obszar kopalń LGOM charakteryzuje się znaczną aktywnością sejsmiczną górotworu indukowaną działalnością górniczą (rys.7). Przejawia się to występowaniem licznych wstrząsów górniczych w przedziale energetycznym od bardzo słabych zjawisk dynamicznych do bardzo silnych o charakterze trzęsień Ziemi z magnitudą do 4,5 stopnia (energia ponad 10^{10} J) [92]. Od kilkunastu lat aktywność sejsmiczna obszaru LGOM jest przedmiotem odpowiednio zorganizowanych, systematycznych obserwacji sejsmologicznych poprzez system kopalnianych sieci sejsmologicznych kopalń Lubin, Polkowice i Rudna.

W okresie 1972-1987 zebrany został bogaty materiał pomiarowy, umożliwiający na drodze ukierunkowanych analiz określenie charakterystycznych cech sejsmiczności. Dotyczą one przestrzennego rozkładu epicentrum wstrząsów i związanej z tym emisji energii.

Ilustrację rozkładu aktywności sejsmicznej dla wstrząsów górniczych wykonano poprzez wykreślenie epicentrow tych wstrząsów w układzie współrzędnych x,y, traktując epicentrum jako punkt [186]. Ogniska wstrząsów są lokalizowane zawsze z pewnymi błędami [77] wynikającymi z niejednoznaczności określenia prędkości propagacji fal sejsmicznych, błędów odczytu czasów wejścia fal na stanowiska sejsmometrów oraz własności algorytmu obliczeniowego. Możemy zatem mówić jedynie o większym lub mniejszym prawdopodobieństwie, że ognisko wstrząsu znajdowało się w miejscu wyznaczonym przez sejsmologów. Niejednoznaczność ta może być scharakteryzowana przez średni błąd lokalizacji, przy założeniu normalnego rozkładu błędów. Oznaczając ten średni błąd lokalizacji w płaszczyźnie x,y przez σ_r , otrzymujemy możliwość wykorzystania rozkładu Gaussa do opisu prawdopodobieństwa lokalizacji ogniska.

Te dosyć ogólne i upraszczające uwagi są jedynie wskazaniem uwarunkowań, które legły u podstaw algorytmu dla obliczenia map

gęstości energii sejsmicznej. Proces ten przedstawia się następująco:

1. W obszarze, dla którego oblicza się gęstość energii, wydziela się siatkę punktów, dla których zostanie obliczona ta gęstość. Zazwyczaj jest to obszar prostokątny i przyjmuje się podział na 50 punktów wzdłuż osi N-S i maksymalnie do 100 punktów w kierunku E-W. Punkty obliczeniowe umieszczone są w siatce kwadratowej, tzn. odległości pomiędzy punktami w kierunku pionowym (N-S) i poziomym (E-W) są równe.
2. W każdym z punktów obliczeniowych obliczana jest suma energii w ten sposób, że:
 - dla każdego wstrząsu n z analizowanego obszaru tworzona jest powierzchnia Gaussa w postaci:

$$R_{i,n} = E_n \cdot \exp\left(-\frac{R_{i,n}^2}{2r^2}\right),$$

gdzie:

$R_{i,n}$ - odległość pomiędzy wstrząsem o numerze n i punktem obliczeniowym i ,

E_n - energia wstrząsu n ,

- wielkości $R_{i,n}$ są sumowane, jeżeli $R_{i,n}$ jest mniejsze od $3 \sigma_r$, tzn. tworzona jest suma:

$$S_i = \sum_{n=1}^{n_k} E_n \cdot \exp\left(-\frac{R_{i,n}^2}{2\sigma_r^2}\right)$$

dla wszystkich wstrząsów, gdy $R_{i,n} < 3 \sigma_r$.

3. Suma obliczona w poprzednim punkcie jest skalowana przez współczynnik

$$W = \frac{1}{2 \pi \sigma_r^2} \cdot$$

4. Z przeskalowanych wartości S_i obliczana jest wartość logarytmu przy podstawie 10 (wartości S_i są dosyć duże, dlatego wygodniej posługiwać się skalą logarymiczną).

W ten sposób obliczony zbiór wartości $\log_{10} (S_i)$ stanowi dane wyjściowe do wykreślenia izolinii gęstości energii sejsmicznej.

W oparciu o dane dotyczące ok. 2500 wstrząsów o energii $E \geq 10^5 \text{ J}$ dokonano obliczeń gęstości energii S_i i wykreślono mapy izolinii $\log S_i$ dla kopalń LGOM (rys.7). Maksymalna wartość izolinii osiąga poziom 4,0, co oznacza wydzieloną gęstość energii równą $10\ 000 \text{ J/m}^2$. W kilku rejonach występuje izolinia o wartości 3,0 (tj. 1000 J/m^2), a na większości obszaru parametr gęstości energii mieści się w przedziale 0-2,0 ($10\text{-}100 \text{ J/m}^2$).

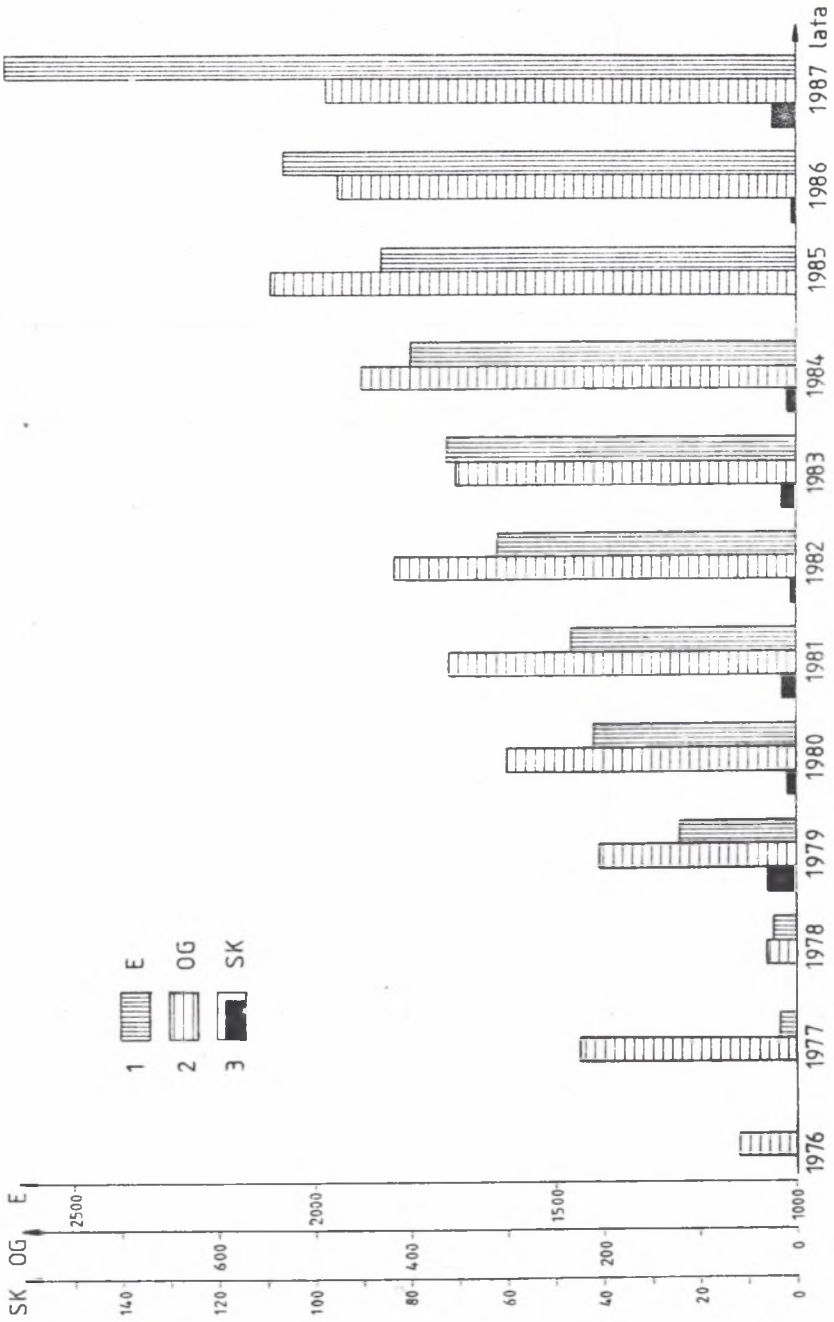
Przedstawione mapy obrazują rozkład (roz rozmieszczenie) rejonów aktywnych sejsmicznie. Występuje na nich kilka charakterystycznych koncentracji izolinii gęstości energii, z których dwa największe położone są w rejonie granicznym kopalń Polkowice i Rudna oraz Polkowice i Lubin.

Rejony aktywne sejsmicznie, jakie obserwuje się w kopalniach tworzą w skali złoża LGOM objętego wyrobiskami górnictwami 8 makro-rejonów aktywności sejsmicznej zaznaczonych na rys.7 od A do H. Grupują one przede wszystkim blisko siebie leżące oddziały wydobywcze z poszczególnych kopalń. Aktywność sejsmiczna w makrorejonach A-H w zależności głównie od zuskokowania górotworu przedstawiona będzie w rozdziale 10.1.

Aktywność sejsmiczną górotworu w kopalni Lubin obrazuje rys.15. Wynika z niego, że w miarę upływu lat od rozpoczęcia eksploatacji aktywność sejsmiczna rośnie, co przejawia się wzrostem sumarycznej energii wstrząsów, jak również liczbą wstrząsów. Dla przykładu można podać, że jeśli w 1977 r. sumaryczna energia wstrząsów wyniosła $E = 1037.0378 \times 10^6 \text{ J}$, to w roku 1987 wzrosła ona do $E = 2633.5806 \times 10^6 \text{ J}$, czyli ponad dwa i pół raza.

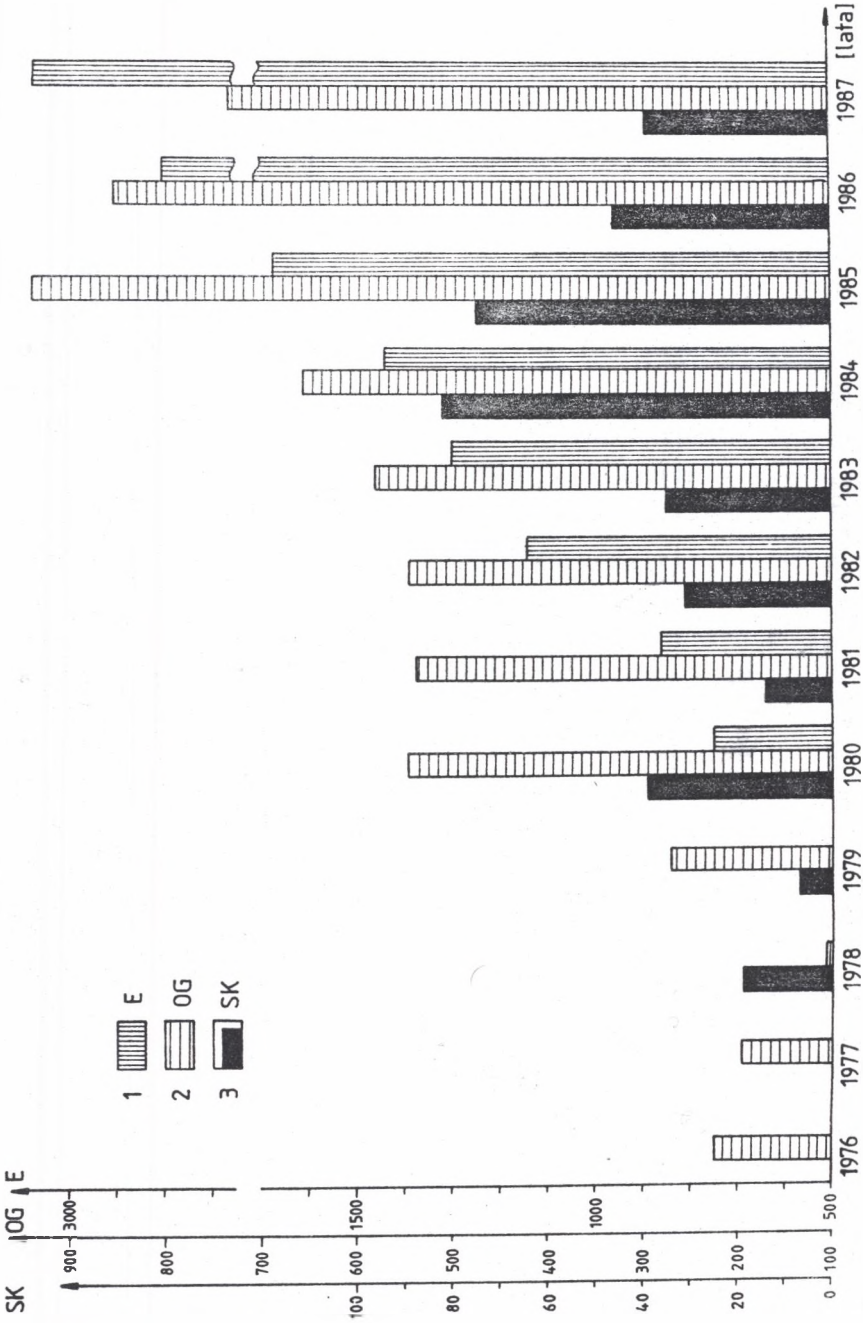
W przypadku wstrząsów w 1977 r. zanotowano ich 224 (tępań nie zanotowano), natomiast w 1987 r. liczba wstrząsów wyniosła 487, tj. wzrosła ponad dwukrotnie.

W roku tym stwierdzono również 5 tępań. W sumie na przestrzeni tych dziesięciu lat aktywność sejsmiczna kopalni wyraźnie wzrosła. W okresie tym zanotowano m.in. 23 tępańcia i odprężenia górotworu. Charakterystyczne jest, że wstrząsy o energii $E \approx 10^3 \text{ J}$ stanowią ok. 54% ogółu wstrząsów. W sumie w okresie 1976-1987 w kopalni Lubin wystąpiło 3904 wstrząsów oraz 23 tępańcia, a suma energii wyzwolonej z górotworu wyniosła $2628.5806 \times 10^6 \text{ J}$ (tab.2).



Rys. 15. Aktywność sejsmiczna górotworu w kop. Lubin w latach 1976-87

Fig. 15. Seismic ground activity in the "Lubin" mine during the period between 1976 and 1987



Rys. 16. Aktywność sejsmiczna górotworu w kop. Polkowice w latach 1976-87

Fig. 16. Seismic ground activity in the "Polkowice" mine during the period between 1976 and 1987

O aktywności sejsmicznej górotworu w kopalni Polkowice świadczą dane dotyczące wstrząsów ogółem i wstrząsów ze skutkami, przedstawione na rys. 16.

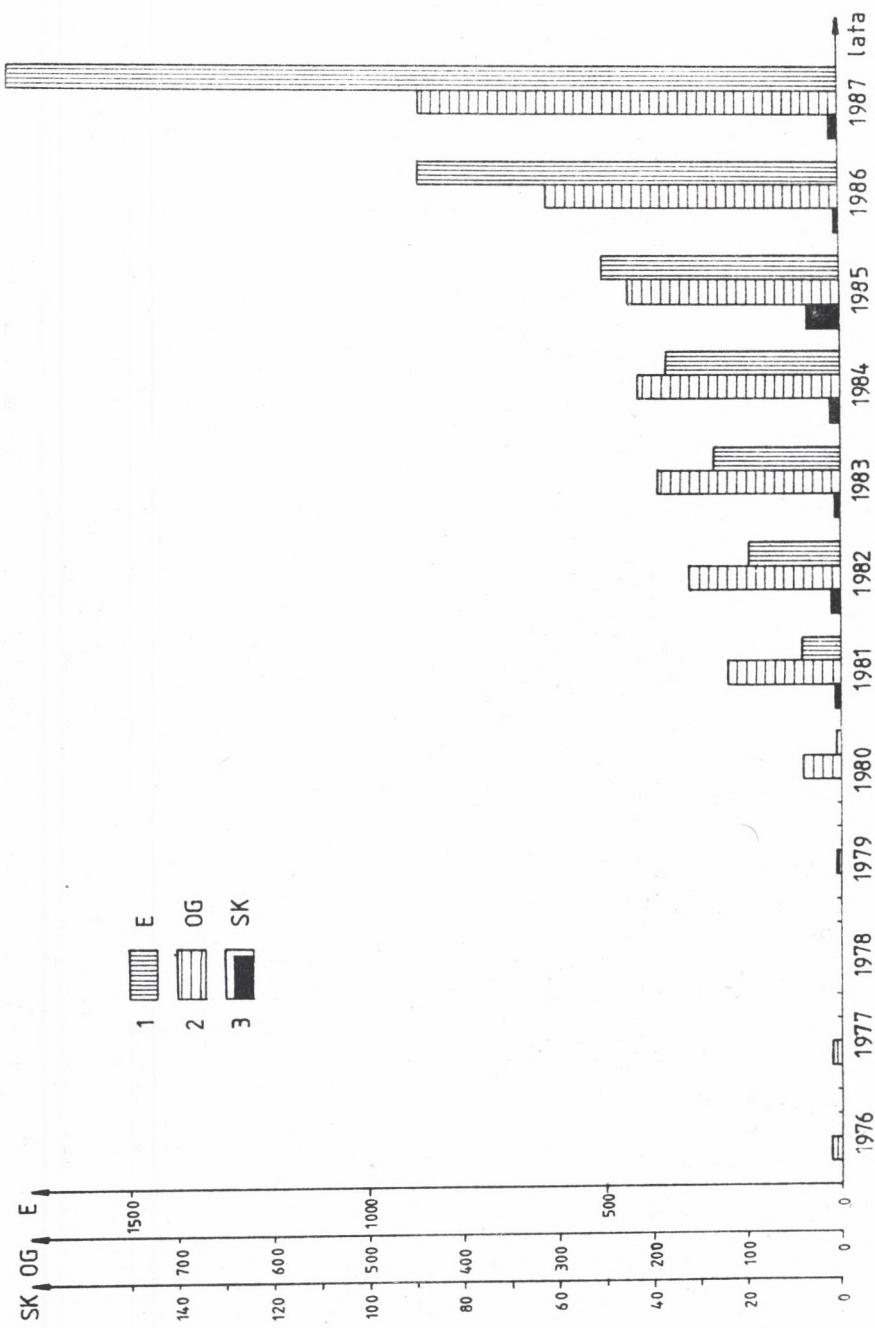
Z rysunku wynika, że w latach 1976-87 aktywność sejsmiczna kopalni wzrosła, jeśli chodzi o sumaryczną energię wstrząsów z 2.2453×10^6 J w 1976 r. do 3064.1763×10^6 J w 1987, tj. ok. 1365 razy, a liczba wstrząsów z 223 w 1976 do 731. W roku tym wystąpiły także 33 tąpnięcia.

W sumie w okresie 1976-87 wystąpiło 5170 wstrząsów. Około 40% ogólnej sumy wstrząsów stanowią wstrząsy o $E \approx 10^3$ J. Ponadto należy zwrócić uwagę, że o ile w 1976 r. nie zanotowano tępnię i odprężeń, to począwszy już od roku 1978 liczba ich rośnie i w przeciągu dziesięciu lat - w 1987 roku suma ich wyniosła 387.

Aktywność sejsmiczną górotworu w kopalni Rudna charakteryzuje rys. 17. Z powyższych danych wynika, że począwszy od roku 1981 sumaryczna energia wstrząsów, jak i ich liczba, wyraźnie rosną. Notuje się również nieliczne tąpnięcia i odprężenia górotworu. Jeśli w 1981 r. zanotowano 110 wstrząsów (oraz jedno tąpnięcie) o sumarycznej energii 84.6514×10^6 J, to na przestrzeni sześciu lat w 1987 zanotowano już 1554 wstrząsy, których sumaryczna energia wyniosła 1750.7052×10^6 J. W sumie w tym okresie zanotowano również 15 tępnię i odprężeń. Podobnie jak w poprzednich kopalniach Lubin i Polkowice, około 43% ogółu wstrząsów stanowią wstrząsy o $E \approx 10^3$ J.

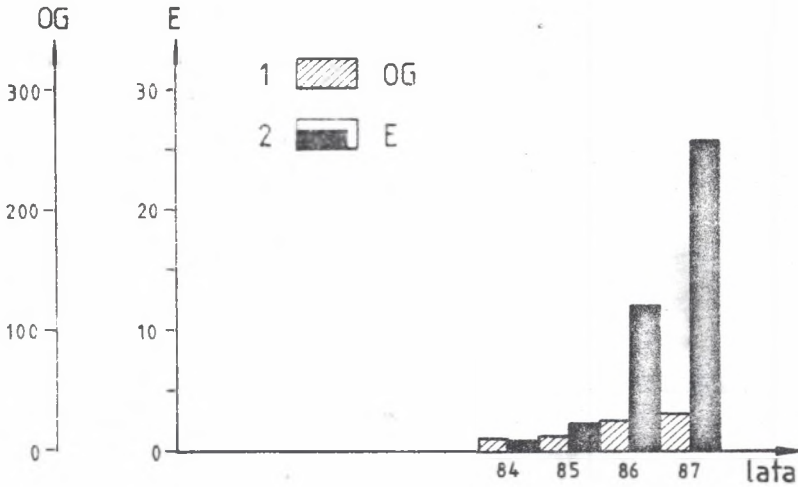
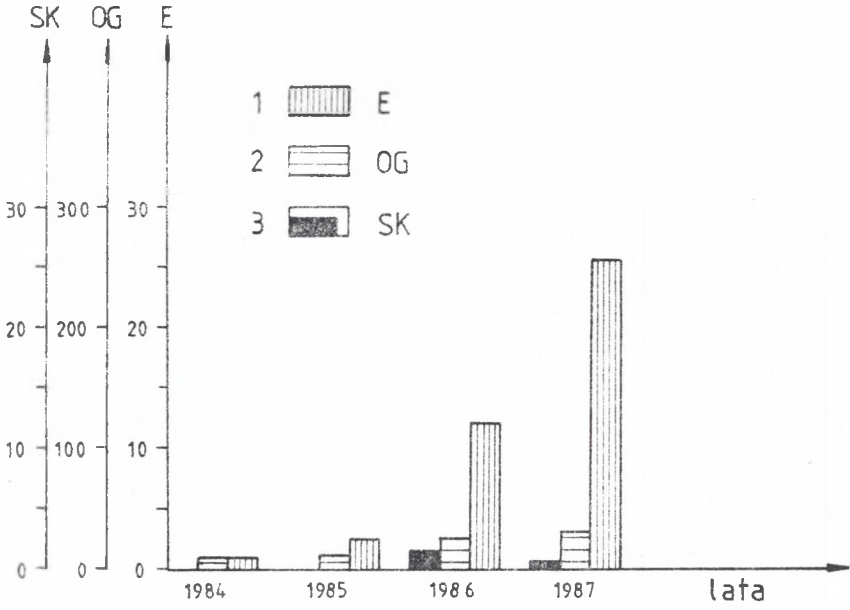
W kopalni Sierszowice z uwagi na stosunkowo niewielkie rozcięcie złoża i niezbyt zaawansowaną eksploatację aktywność sejsmiczną górotworu notuje się tylko w oddziałach G-21 i G-24, gdzie stosowano system filarowo-komorowy jednofazowy z zawalem stropu (rys. 18).

Z rysunku 18 wynika, że od roku 1985 w kopalni Sierszowice rośnie liczba wstrząsów i ich energia. Do 1985 r. zanotowano 22 wstrząsy o sumarycznej energii 2.3277×10^6 J, natomiast w ciągu dwóch lat, w okresie 1986-87 zanotowano już 54 wstrząsy o sumarycznej energii 16.0904×10^6 J. W latach 1986-87 zanotowano również w sumie 4 tąpnięcia. Wstrząsy o energii $E \approx 10^3$ J stanowią ok. 57% ogółu wstrząsów.



Rys. 17. Aktywność sejsmiczna górotworu w kop. Rudna w latach 1976-87

Fig. 17. Seismic ground activity in the "Rudna" mine during the period between 1976 and 1987



Rys. 18. Aktywność sejsmiczna górotworu w kop. Sieroszowice w latach 1984-87

Fig. 18. Seismic ground activity in the "Sieroszowice" mine during the period between 1984 and 1987

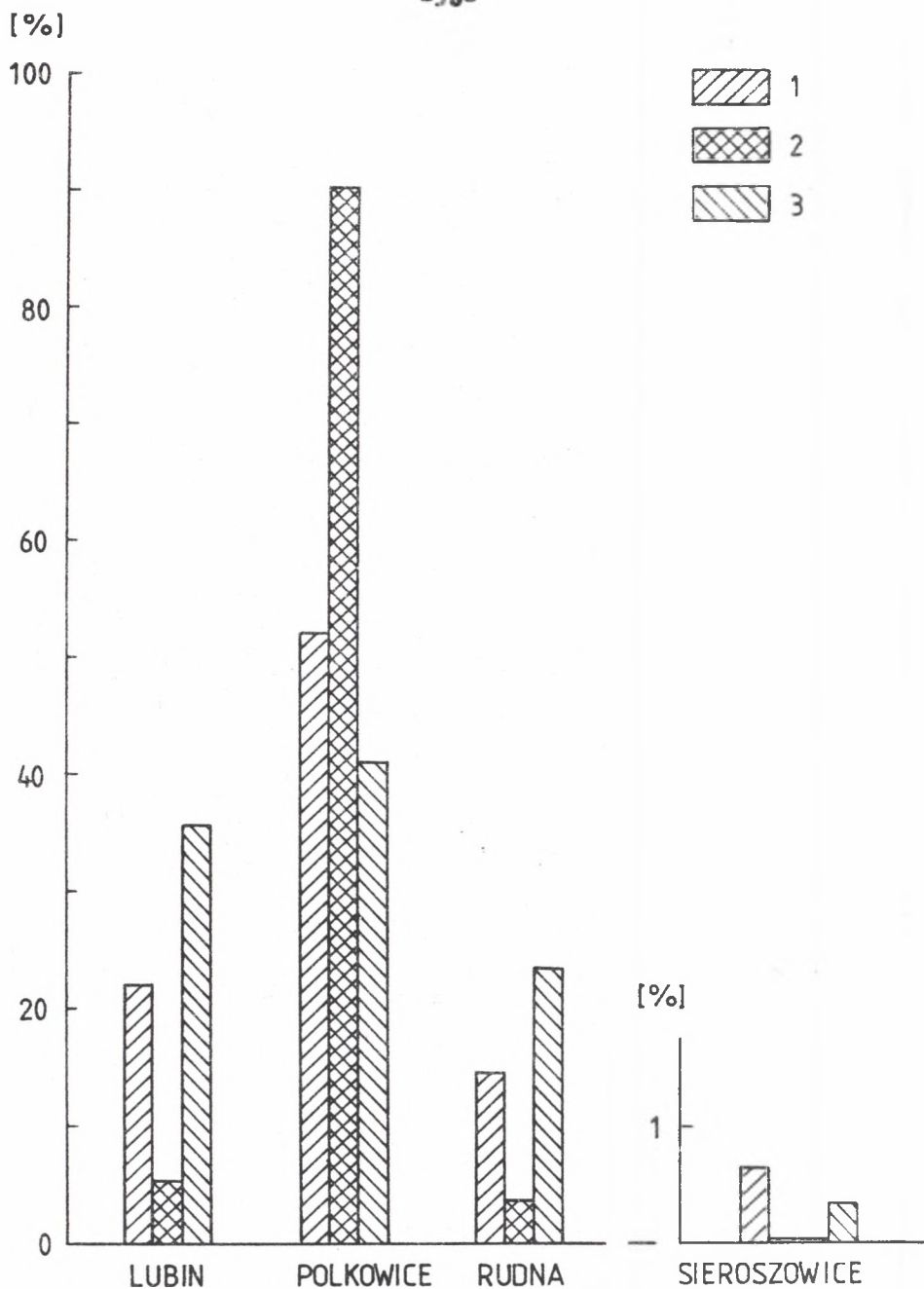
W porównaniu do kopalń Lubin, Polkowice i Rudna, kopalnia Sieroszowice z uwagi na niewielkie rozcięcie złoża robotami górnymi charakteryzuje się niską aktywnością sejsmiczną.

Z przedstawionego materiału wynika, że w latach 1976-87 w kopalniach LGOM wystąpiło 11.697 wstrząsów sejsmicznych indukowanych działalnością górnictwem oraz 430 tąpnięć i odprężeń (3,61%). W tym czasie sumaryczna energia wyzwolona z górotworu wyniosła $E = 7479.1045 \times 10^6 \text{ J}$ (tab.2).

Tabela 2

Tabelaryczne zestawienie danych dotyczących aktywności sejsmicznej kopalń LGOM

Rejon Kopalnia	N_w	%	$\sum E \cdot 10^6 \text{ J}$	$E \cdot 10^6 \text{ J}$ %
	N_t			
LGOM	<u>11697</u>	<u>100</u>	7479 . 1045	100
	430	100		
kop. Lubin	<u>3904</u>	<u>22,21</u>	2628 . 5806	35,28
	23	5,35		
kop. Polkowice	<u>6179</u>	<u>51,93</u>	3064 . 1763	40,97
	387	90,00		
kop. Rudna	<u>1730</u>	<u>14,61</u>	1750 . 7052	23,41
	16	3,72		
kop. Sieroszowice	<u>76</u>	<u>0,64</u>	25 . 6424	0,34
	4	0,03		



Rys. 19. Aktywność sejsmiczna górotworu w kop. LGOM w latach 1976-87

Fig. 19. Seismic ground activity in the LGOM copper mines during the period 1976 and 1987

Z danych zawartych w tabeli oraz przedstawionych na rys. 19 wynika, że najbardziej aktywna sejsmicznie jest kopalnia Polkowice, a najmniej kopalnia Sieroszowice. Zwraca uwagę także duża różnica w ilości wstrząsów i zbliżona suma energii wyzwolonej z górotworu w kopalniach Lubin i Polkowice. Z danych tych wynika, że w kopalni Lubin wprawdzie wystąpiło mniej wstrząsów, tąpnięć i odprężeń, ale energia ich była zdecydowanie większa niż w kopalni Polkowice.

Większa ilość wstrząsów w kopalni Polkowice wynika m.in. z faktu stosowania tu od początku eksploatacji systemu filarowo-komorowego jednofazowego na zawał, podczas gdy w kopalni Lubin około 20% wydobycia rudy uzyskuje się systemem na podsadzkę. Przy tym systemie wybierania złoża wstrząsy występują rzadziej, ale z reguły są to wstrząsy wysokoenergetyczne. Poza tym nie miały wpływu na liczbę wstrząsów i ich energię ma dezintegracja tektoniczna górotworu. W tym przypadku obydwie kopalnie zdecydowanie się różnią.

W przypadku kopalni Rudna pomimo dużej koncentracji wydobycia (wskaźnik koncentracji wydobycia jest tu około dwa razy większy niż w kopalniach Lubin i Polkowice) aktywność sejsmiczna górotworu jest mniejsza niż ww. kopalń. Wydaje się, że o mniejszej aktywności sejsmicznej górotworu w kopalni Rudna decyduje fakt eksploatacji w 80% rudy obejmującej szare piaskowce o niskich parametrach wytrzymałościowych, nie kumulujące energii sprężystej.

Uogólniając, można stwierdzić, że aktualnie aktywność sejsmiczna w LGOM indukowana jest działalnością górniczą przede wszystkim trzech kopalń, tj. kopalni Lubin, Polkowice i Rudna. W pewnym stopniu potwierdzić to mogą niektóre czynniki górnicze, np. wielkość wydobycia rudy w poszczególnych kopalniach, jak również wzrost powierzchni odsłoniętego strąpu.

10. WPŁYW ZJAWISK TEKTONICZNYCH NA WYSTĘPOWANIE WSTRZĄSÓW GÓRNICZYCH I TĄPAŃ

Problem występowania wstrząsów górniczych i tąpnięć w związku z prowadzeniem robót górniczych w sąsiedztwie uskoków był przedmiotem wielu badań [32,33,44,53,76,81,126,127,137,138,144,145,146,147,148,149,151,152,165]. Codzienna praktyka górnicza daje przykłady, że zagrożenie tąpnięciami i wstrząsami zazwyczaj jest większe przy prowadzeniu robót górniczych w skrzydle zrzuconym uskoku niż w skrzydle wiszącym [76,126,127,129,156].

Opierając się na teoriach sprężystości opisano mechanizm powstawania uskoków [44] oraz obliczono naprężenia i odkształcenia w sąsiedztwie uskoku normalnego [65]. Stwierdzono, że w otoczeniu skrzydła zrzuconego uskoku występują naprężenia ściskające, natomiast w otoczeniu skrzydła wiszącego - rozciągające. Powstanie uskoków i innych powierzchni nieciągłości w skałach związane jest z tektonicznym polem naprężeń [57], występującym w przeszłości w rozpatrywanym bloku litosfery. W pracy [24] potwierdzono wpływ uskoku na stan naprężenia wokół niego, przy czym naprężenia tektoniczne w otoczeniu uskoku, z biegiem czasu, tj. ok. 60.000.000 lat [143], ulegają relaksacji ze względu na reologiczne własności skał [79,81].

Ponieważ ruchy laramijskie, które doprowadziły do uformowania się obecnego kształtu monokliny przedsudeckiej, występowały około 60.000.000 lat temu, autor uważa, że naprężenia tektoniczne, jakie im towarzyszyły, uległy w dużej mierze relaksacji i nie mają już bezpośredniego wpływu na występowanie zjawisk dynamicznych w kopalniach LGOM.

Podobnie jak to ma miejsce w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym [46,47,48,49,50,51,52,53], zjawiska dynamiczne w kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego występują ze szczególnym nasileniem w obszarach kompaktacji, gdzie obserwuje się wzrost

parametrów wytrzymałościowych skał, a przede wszystkim modułu sprężystości Younga. Jak wykazały badania sejsmiczne, wykonane bezpośrednio w kopalni [46,47,53,185], wzrost modułów sprężystości w obszarach kompaktacji może być nawet pięciokrotny w stosunku do obszarów poza tymi strefami. Dlatego przy zbliżaniu się wyrobiskami górniczymi do uskoku, na skutek wzrostu modułów sprężystości oraz istnienia w górotworze powierzchni nieciągłości, następuje wzrost naprężeń w otoczeniu frontu eksploatacji, co jest jedną z przyczyn nasilenia stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi i tąpnięciami [43,53,127]. W pracy [127] wykazano, że w przypadku wystąpienia przed czołem ściany większego uskoku następuje wzrost energii sprężystej zakumulowanej w zagrożonej partii o około 40%, przy czym stwierdzono, że najbardziej niebezpieczna jest odległość od uskoku w granicach 26 - 16 m.

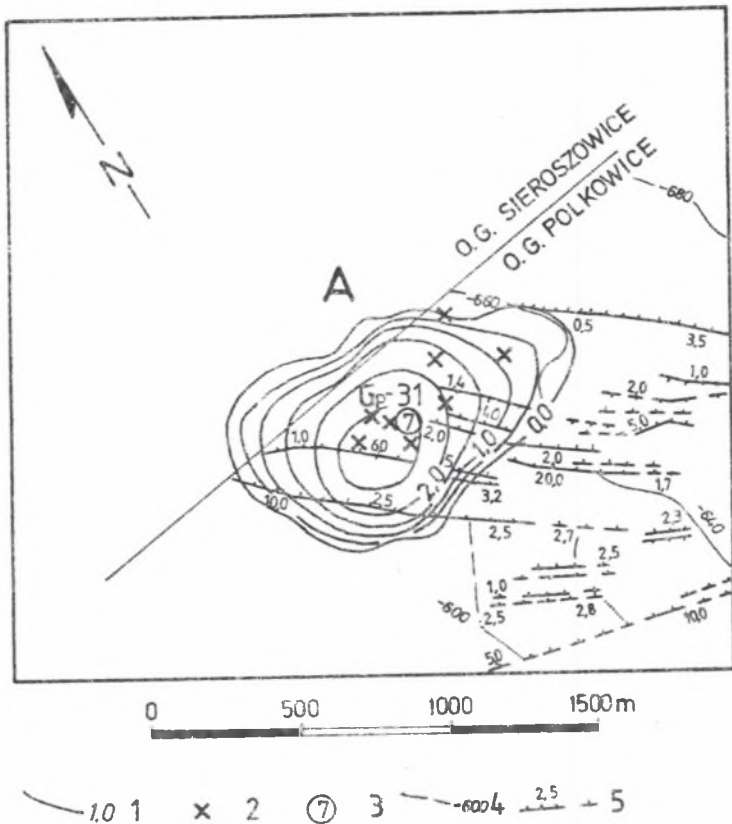
W rozdziale 10.1 przedstawiona będzie aktywność sejsmiczna górotworu w obszarze LGOM głównie na tle występowania w złożu dyslokacji tektonicznych.

10.1. WPŁYW ZUSKOKOWANIA GÓROTWORU NA WYSTĘPOWANIE WSTRZĄSÓW GÓRNICZYCH I TĄPŃ W OBSZARZE LGOM

Jak już wspomniano w rozdz.9, na podstawie izolinii wyzwolonej energii sejsmicznej w obszarze LGOM zostało wydzielonych 8 makrorejonów (A-H) aktywności sejsmicznej górotworu (rys.7).

Wydzielenie powyższych makrorejonów związane jest niewątpliwie z geometrią wyrobisk górniczych oraz obszarów prowadzonego wydobywania, natomiast interesującym zagadnieniem jest stwierdzenie bądź zaprzeczenie różnic w aktywności sejsmicznej w poszczególnych makrorejonach, a w szczególności wpływu zuskokowania górotworu na obraz sejsmiczności i lokalizację wstrząsów w danym makrorejonie.

Makrorejon A. Tworzy go jeden oddział G_p -31 kop. Polkowice (rys. 20). Do wybierania złoża stosowano system filarowo-komorowy dwufazowy oraz jednofazowy z zawałem stropu. Furtę eksploatacyjną stanowi ruda łupkowa (ok.8%) oraz węglanowa (ok.92%).



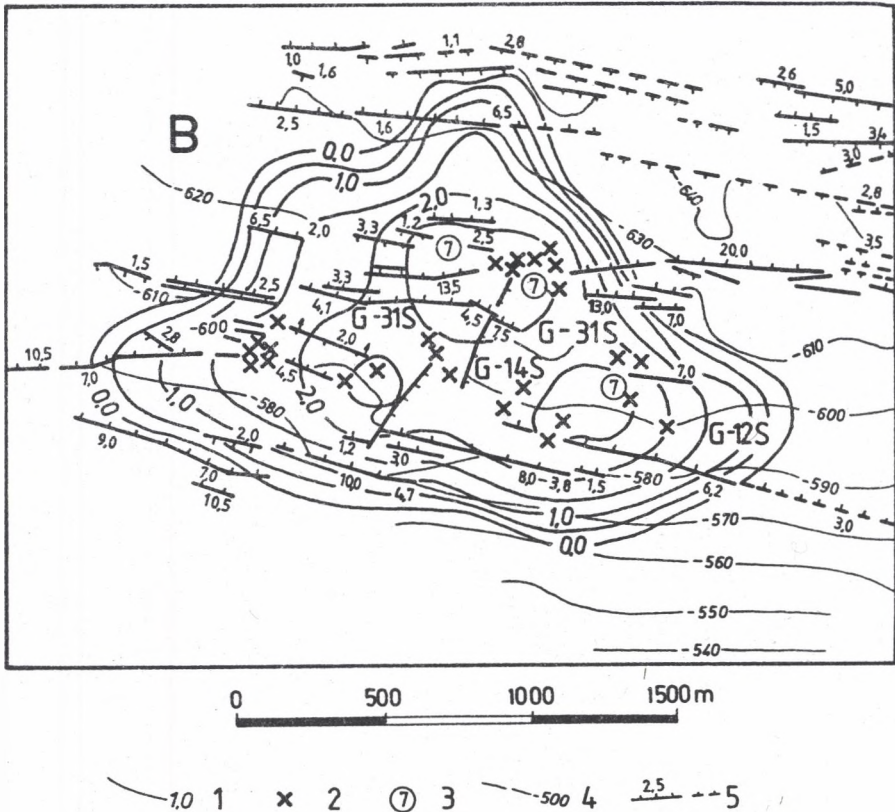
Rys. 20. Fragment mapy strukturalno-tektonicznej LGOM z ogniskami wstrząsów - rejon A

Fig. 20. Fragment of structural and tectonical map with shock centres for the LGOM - region A

Występuje tu osiem uskoków o biegu NW-SE o zrzutach od $h = 1,0$ do $h = 20,0$ m, średnio $h = 5,0$ m (w bezpośrednim sąsiedztwie rejonu występuje 13 uskoków o $h = 1,0-20,0$ m, średnio $h = 3,5$ m). Występują tu również rowy tektoniczne i formy schodowe. Złoże jest mocno zaangażowane tektonicznie. Współczynnik $M = 0,40$. Rejestracja wstrząsów obejmuje końcową fazę eksploatacji w tym oddziale. Stwierdzono tu 9 wstrząsów: 8 o energii $E \approx 10^6$ J i 1 o $E \approx 10^7$ J. Nie stwierdzono tąpnięć.

Wstrząsy o $E \approx 10^6$ J zlokalizowane są wzdłuż dyslokacji tektonicznych, a wstrząsy o $E \approx 10^7$ J w skrzydle zrzuconym uskoku o $h = 20,0$ m.

Makroregion B - oddziały $G_p -12 S$, $G_p -14 S$ i $G_p -31 S$ kopalni Polkowice (rys.21). Złoże eksploatowano systemem filarowo-komorowym jednofazowym z zawalem stropu. W około 92% w furcie eksploatacyjnej występowała ruda węglanowa, pozostałą część stanowiły łupki miedzionośne.



Rys. 21. Fragment mapy strukturalno-tektonicznej LGOM z ogniskami wstrząsów - rejon B

Fig. 21. Fragment of structural and tectonical map with shock centres for the LGCD - region B

W makrorejonie B występują uskoki o biegu NW-SE oraz NE-SW. W sumie występuje tu około 31 uskoków. Tworzą one formy schodowe, horsty i lokalnie rowy tektoniczne. Zrzut uskoków waha się od 1,2 do 20,0 m, średnio 4,5 m. Wzdłuż dyslokacji tektonicznych stwierdzono np. w oddziale G_p-12 S 10 wstrząsów o $E \approx 10^6$ J i 1 o $E \approx 10^7$ J, w oddziale G_p-14 S w skrzydle zrzuconym uskoku o $h = 15,0$ m stwierdzono 6 wstrząsów o $E = \approx 10^6$ J. Oprócz wstrząsów w makrorejonie B wystąpiło w okresie 1983-87 około 40 tąpnięć. Był to rejon wysokiej aktywności sejsmicznej. Przyczyną wysokiej aktywności sejsmicznej w makrorejonie było uaktywnienie uskoków pod wpływem eksploatacji górniczej. W tym makrorejonie stwierdza się występowanie prawie wszystkich wstrząsów wzdłuż głównych dyslokacji, rowów tektonicznych o biegu NW-SE. Jest to ewidentny przykład wpływu naprężeń pochodzących z eksploatacji i naprężeń tektonicznych na generowanie wstrząsów górotworu. W większości przypadków eksploatacja uaktywniła szczelinę uskokową. Nastąpiła propagacja szczeliny, co doprowadziło do wstrząsu, który dał impuls do tak wielu występujących w tym makrorejonie tąpnięć i odprężeń. Jest to obszar szczególnie podatny na występowanie wstrząsów, przy czym wpływ zuskokowania złoża na występowanie zjawisk dynamicznych jest tu wyraźny.

Makrorejon C - oddziały G_p-12 , G_p-14 , G_p-32 , G_p-33 kopalni Polkowice, oddziały G_R-12 , G_R-13 , G_R-15 , G_R-4 , G_R-6 , G_R-11 , G_R-3 , G_R-14 , G_R-14a kopalni Rudna oraz G_S-21 i G_S-24 kopalni Sieroszowice (rys.22). We wszystkich oddziałach kopalni Polkowice złoże eksploatowano systemem komorowo-filarowym jednofazowym z zawalaniem stropu. Wysokość furty eksploatacyjnej wyniosła od 4,0 do 4,5 m, średnio 4,25 m. W furcie eksploatacyjnej od 50% do 88%, średnio 62% występowała ruda węglanowa, natomiast ruda piaskowcowa stanowiła od 5% do 55%, średnio 34% wysokości furty. Łupki stanowiły od 6 do 7,5% wysokości furty.

W kopalni Rudna w pięciu oddziałach prowadzono eksploatację systemem filarowo-komorowym jednofazowym z zawalaniem stropu, w dwóch (G_R-4 , G_R-6) systemem filarowo-komorowym z podsadzką oraz w dwóch (G_R-14 , G_R-14a) uzyskiwano rudę z robót przygotowawczych. Wysokość wyrobisk wyniosła od 4,8 do 14,0 m, przy czym w oddziałach podsadzkowych wysokość ta wahała się od 9,5 do 14,0 m,

natomiast w pozostałych oddziałach od 4,0 do 5,5 m. W oddziałach podsadzkowych furta eksploatacyjna obejmowała od 73 - 85 % rudę piaskowcową, od 14 do 24% rudę węglanową, ruda łupkowa stanowiła kilka procent. W pozostałych oddziałach, również tych, w których prowadzono roboty przygotowawcze, furta obejmowała od 44 do 95% rudę węglanową, od 38 do 40% rudę piaskowcową. Ruda łupkowa stanowiła kilka procent.

W kopalni Sieroszowice w ww. oddziałach złożę wybiera się systemem filarów-komorowym jednofazowym na zawał. Wysokość furty eksploatacyjnej wynosi od 3,70 do 4,35 m. Obejmuje ona od 40 do 60% rudę węglanową oraz od 34 do 54% rudę piaskowcową. Łupki miedzionośne stanowią około 8% wysokości furty. Średnia wysokość furty w makrorejonie wynosi 5,5 m.

W makrorejonie C występują uskoki o biegu NW-SE oraz kierunku zbliżonym do W-E.

Jest to obszar najintensywniej pocięty uskokami ze wszystkich omawianych 8 obszarów. W sumie występuje tu około 159 uskoków tworzących różne formy: od uskoków normalnych do rowów, horstów, uskoków schodowych czy - jak w przypadku kopalni Sieroszowice - antykliny.

Liczba uskoków w poszczególnych oddziałach waha się od 1 do 20, średnio na oddział przypada ponad 11 uskoków.

W kopalni Polkowice ich zrzuty wynoszą od 1,0 do 13,0 m, średnio około 4,0 m. W kopalni Rudna amplituda uskoków waha się od 0,7 do 23,5 m, średnio 3,50 m. Natomiast w kopalni Sieroszowice zrzuty uskoków wynoszą od 4,0 do 6,0 m, średnio $h = 2,25$ m. Jest to makrorejón o dużej aktywności sejsmicznej. Oprócz wstrząsów zarejestrowano w tym obszarze około 131 tąpnięć. Wstrząsy występują z reguły w strefach uskokowych, chociaż nie jest to regułą. Na przykład w oddziale G_p-14 w początkowej fazie eksploatację złoża prowadzono w strefie bez uskoków, przy stropie cienkoławicowym, słabym. Mimo to aktywność sejsmiczna oddziału była znaczna, zwłaszcza w zakresie wstrząsów niskoenergetycznych ($10^3 \text{ J} < E < 10^4 \text{ J}$), co było zjawiskiem normalnym przy tym charakterze stropu i lokalnych warunkach górniczo-technicznych. Natomiast eksploatacja złoża bardzo silnie zuskokowanego spowodowała wystąpienie 31 wstrząsów o energii $E \leq 10^6 \text{ J}$ skupionych koncentrycznie oraz 8 wstrząsów o $E \approx 10^7 \text{ J}$ zlokalizowanych wzdłuż uskoku o zrzucie $h = 2-5,0$ m.

Potwierdziła się obserwacja z Górnośląskiego Zagłębia Węglowego [13], że wstrząsy niskoenergetyczne tworzą koncentryczne skupienia, natomiast o wysokich energiach układają się wzdłuż linii uskoku.

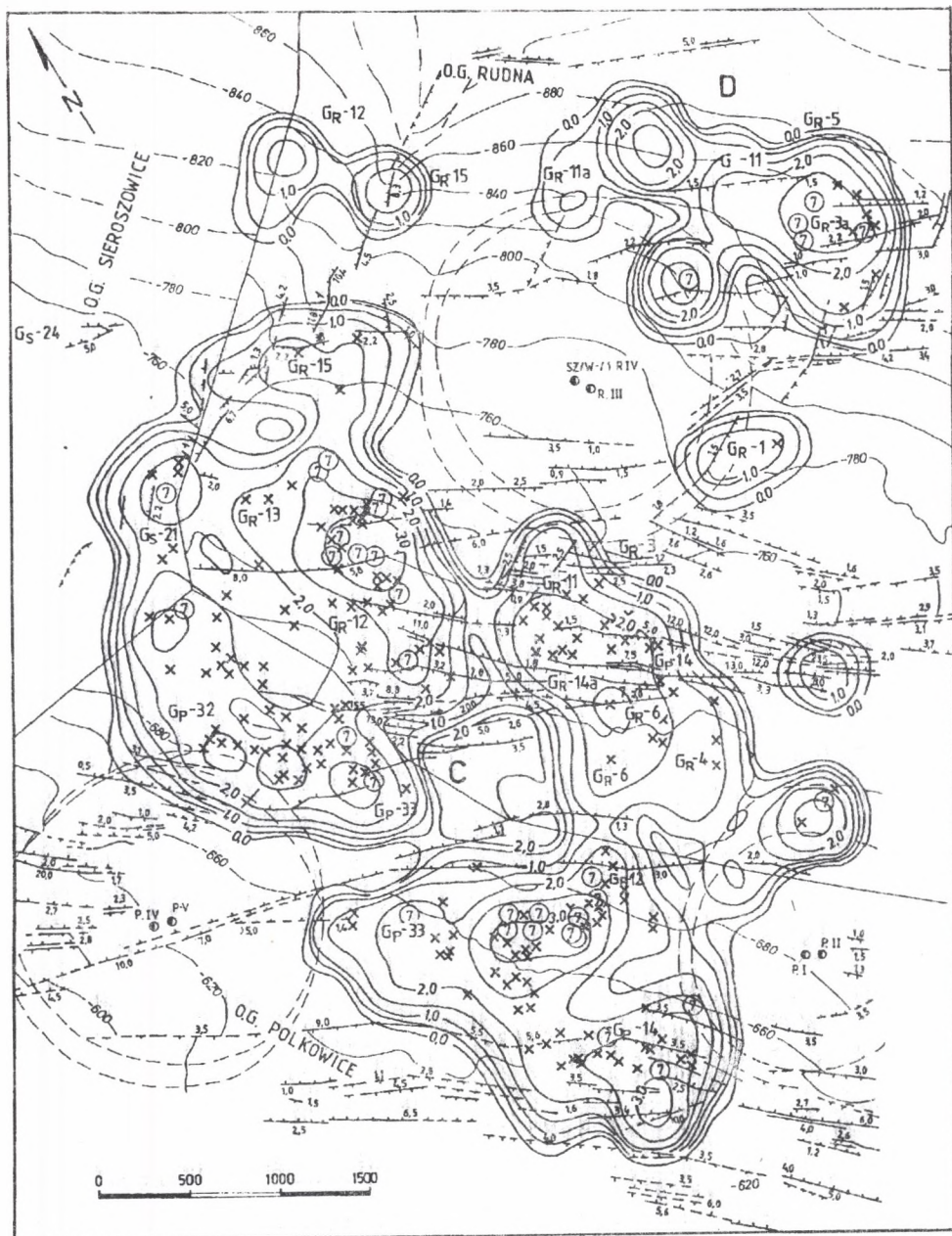
Przykładem wysokiej aktywności sejsmicznej, związanej ze zuskokowaniem górotworu, jest oddział G_p-32 (rys.22a). Złoże występuje w rowie tektonicznym, który tworzą uskoki o biegu NW-SE, jeden od strony SW o zrzucie $h = 10,0$ m na NE, drugi od strony NE o zrzucie $h = 11,0$ m na SW. Szerokość strefy wyznaczonej przez te dwa uskoki wynosi około 600 m. Wewnątrz niej (rowu tektonicznego) złoże pocięte jest około 20 uskokami o biegu NW-SE i zrzutach $h = 1,0 - 11,0$ m tworzących formy schodowe, rowy i zręby. Współczynnik $M = 38$, jest to więc złoże mocno zaangażowane tektonicznie.

Superpozycja naprężeń tektonicznych i eksploatacyjnych doprowadziła do dynamicznych wyładowań energii nagromadzonej w górotworze. Na rys. 22a widać związek postępu frontu eksploatacji z wystąpieniem wstrząsów lokalizujących się w pobliżu uskoku, często w przypadku wstrząsów wysokoenergetycznych o $E \geq 10^6$ J - na linii bądź bardzo blisko uskoku. W okresie 1979-87 wystąpiło tu 845 wstrząsów oraz 118 tępnię. Oddział ten występuje w strefie kompaktacji. Podobnie w oddziale G_p-33 , mocno zaangażowanym tektonicznie (11 uskoku o $h = 1-13,0$ m) wystąpiły oprócz licznych wstrząsów - 43 tępnięcia.

Prawie wszystkie wstrząsy o $E \geq 10^6$ J zlokalizowane są w sąsiedztwie uskoku lub wzdłuż ich biegu.

Wydaje się, że wpływ uskoku na generowanie wstrząsów jest tu ewidentny. Oddział jest w strefie kompaktacji. Następne przykłady związku aktywności sejsmicznej ze zuskokowaniem złoża podane będą z kopalni Rudna.

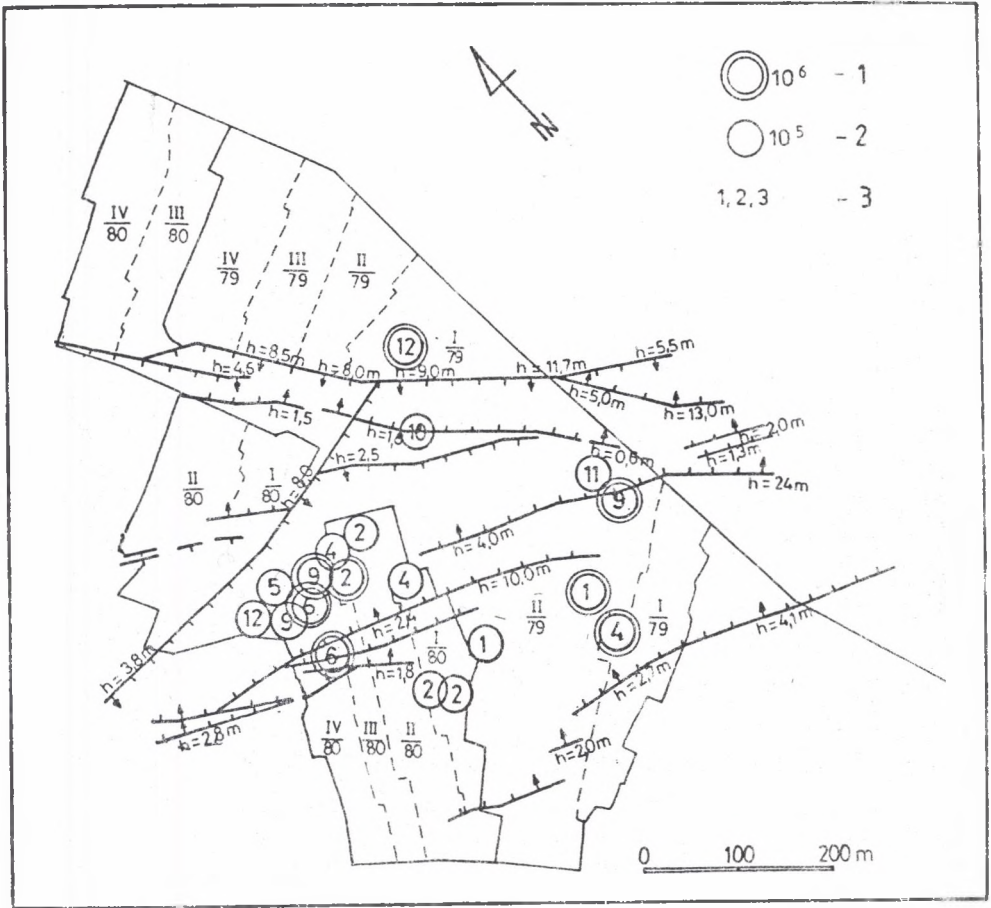
W oddziale G_R-12 w rowie tektonicznym ograniczonym uskokami o biegu NW-SE: od SW uskokiem Rudnej Głównej zrzucającym złoże na NE o $h = 8,8 - 20,0$ m oraz od NE uskokiem zrzucającym złoże na SW o $h = 11,0$ m wystąpiło min. 19 wstrząsów o $E \approx 10^6$ J i 3 o $E \approx 10^7$ J. Poza tym gros wstrząsów występuje także w skrzydle zrzuconym uskoku oraz w linii uskoku.



1.0 — 1 x 2 (7) 3 — 4.0 — 4 — 5

Rys. 22. Fragment mapy strukturalno-tektonicznej LGOM z ogniskami wstrząsów - rejon C

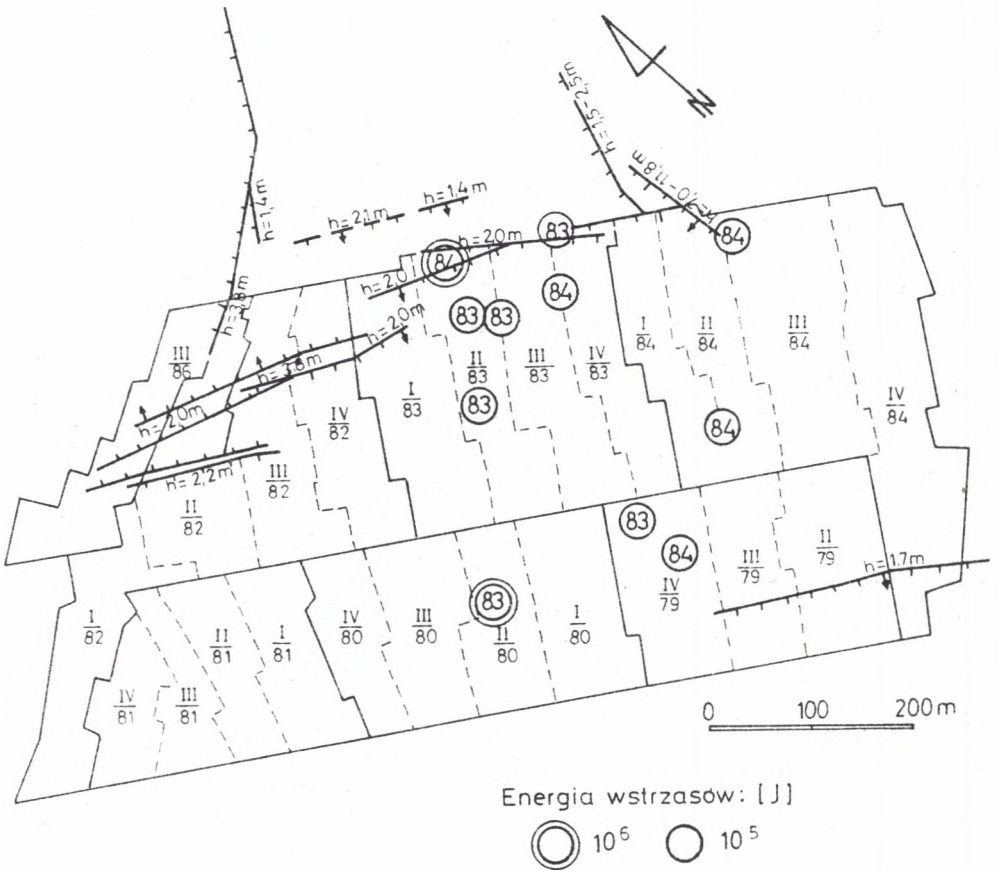
Fig. 22. Fragment of structural and tectonical map with shock centres for the LGCD - region C



Rys. 22a. Szkic postępu robót z lokalizacją wstrząsów kop. Polkowice - oddz. G_p - 32

Fig. 22a. Sketch of advance with shock localization the "Polkowice" copper mine - flat G_p - 32

W oddziale G_R-13 w rowie tektonicznym utworzonym przez dwa mniej więcej równoległe uskoki o biegu NW-SE w odległości ok. 200-300 m i zrzutach $h = 5,8-8,0$ m i $h = 2,0-2,5$ m wystąpiło m.in. 18 wstrząsów wysokoenergetycznych, których energia wyniosła $E \gg 10^7$ J.

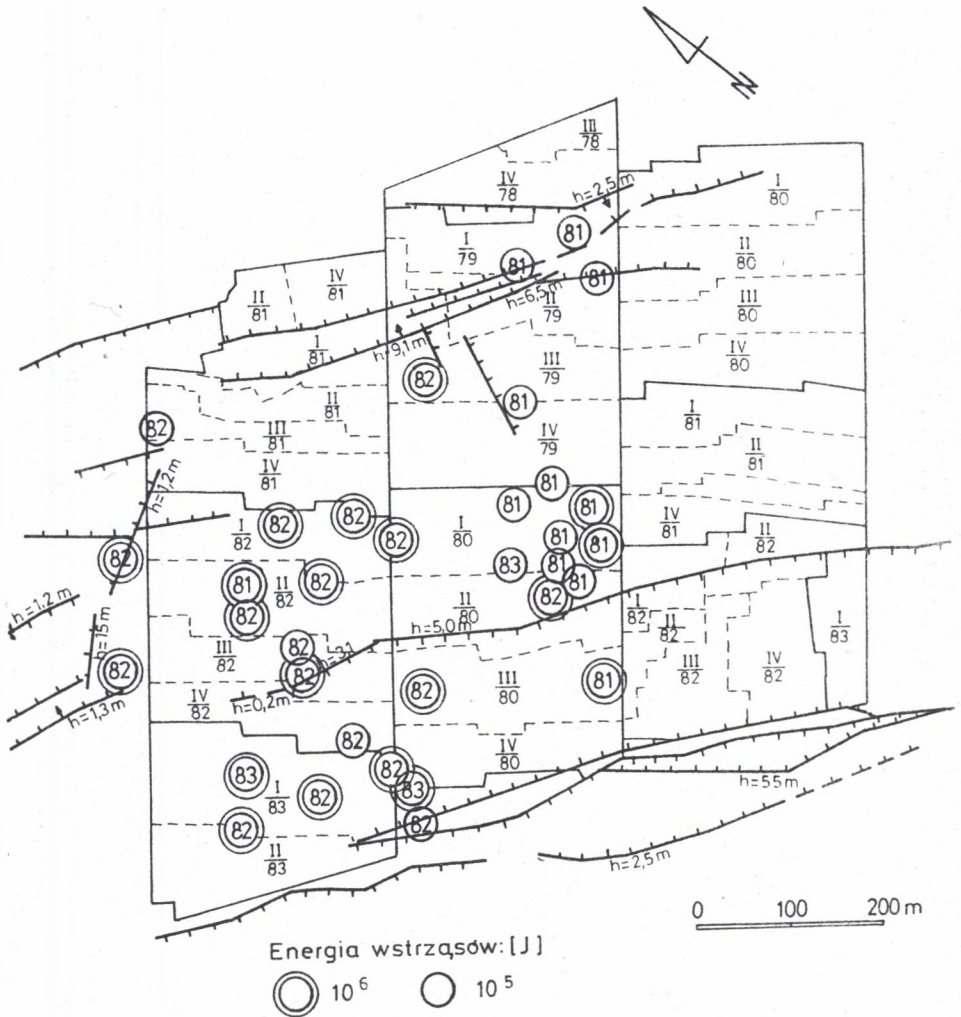


Rys. 22b. Szkic postępu robót z lokalizacją wstrząsów, kop. Rudna - oddz. G_R-15

Fig. 22b. Sketch of advance with shock localization, the "Rudna" copper mine - flat G_R-15

W oddziale G_R-15 (rys.22b), w którym występuje około 21 uskózków o zrzutach $h = 1,0 - 11,8$ m (złóże mocno zaangażowane tektonicznie), wstrząsy wysokoenergetyczne występują wzdłuż linii uskoku lub w skrzydle zrzuconym uskoku. Wstrząsy niskoenergetyczne lokalizują się zwykle poza uskokami.

W oddziale G_R-3 , gdzie złoże pocięte jest 10 uskokami o $h = 1,2 - 12,0$ m, strefa zuskokowana ma szerokość ok. 700. Uskoki występują tu w odstępach 10,0-300,0. Zarejestrowano tu m.in. 10 wstrząsów o $E \approx 10^6$ J zlokalizowanych w linii uskoku o zrzucie 4 - 5,0 m oraz w skrzydle zrzuconym uskoku o $h = 1,5$.



Rys. 22c. Szkic postępu robót z lokalizacją wstrząsów, kop. Rudna, oddz. G_R-11

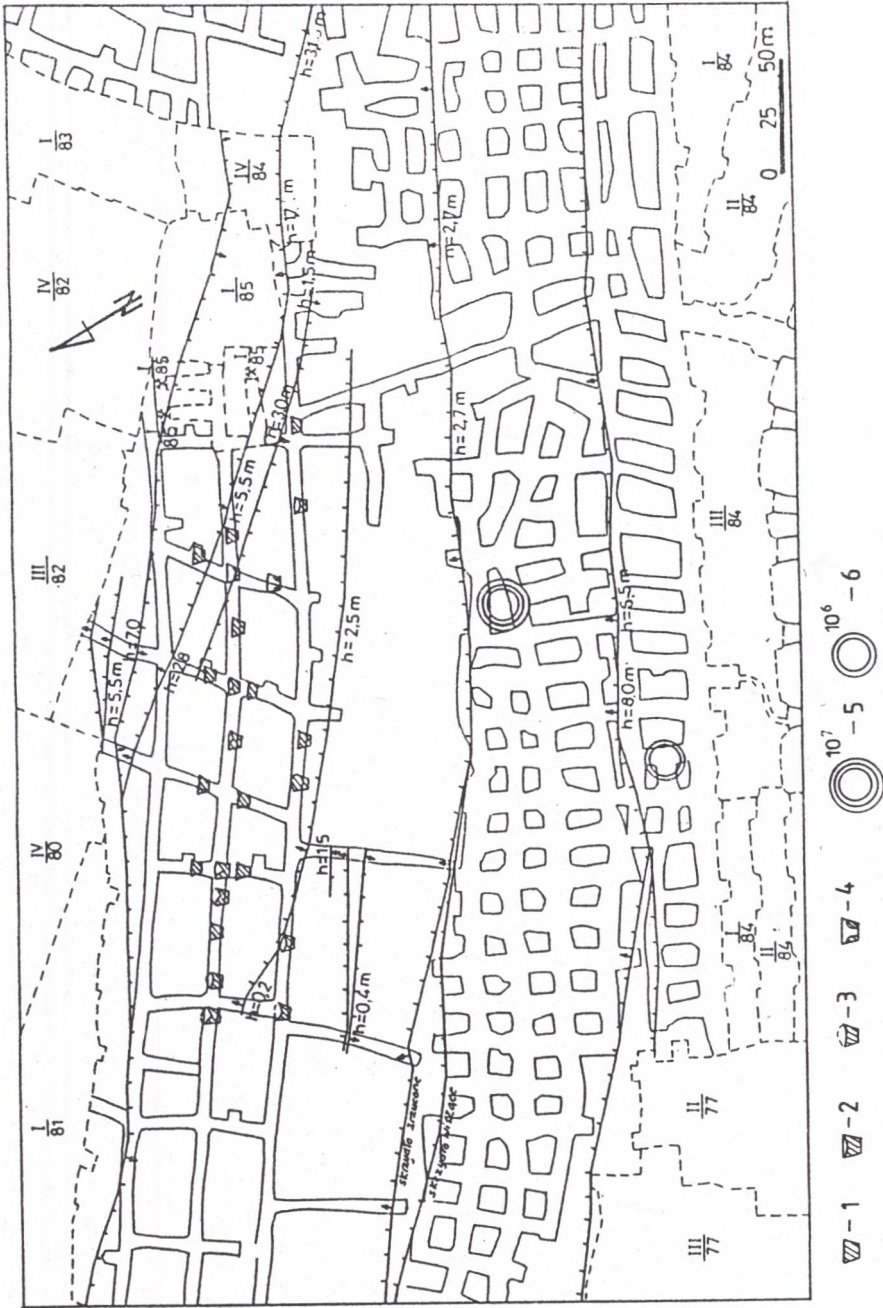
Fig. 22c. Sketch of advance with shock localization, the "Rudna" copper mine - flat G_R-11

W oddziale G_R-11 (rys. 22c) występuje 18 uskoków o biegu NW-SE i zrzutach $h = 0,7-7,5$ m. Tworzą one strefę uskoków Rudnej Głównej. Wstrząsy koncentrują się głównie wzdłuż linii uskokowych oraz w rejonie rowów tektonicznych. Na przykład w rowie tektonicznym utworzonym przez dwa uskoki o biegu NW-SE i zrzutach $h = 7,5$ m i $h = 5,0$ m oddalonych od siebie o około 200 m wystąpiły około 22 wstrząsy o $E \approx 10^6$ J oraz 1 o $E \approx 10^7$ J. Genezę wstrząsów należałoby wiązać z poślizgiem jednego ze skrzydeł uskoku i powstaniem w związku z tym wzmożonego nacisku (gwałtownego uderzenia) na resztkowy filar przy uskoku i jego eksplozywne zniszczenie wywołujące wstrząs.

W oddziałach G_R-14 i G_R-14A (rys. 22d) położonych w strefie uskoków Rudnej Głównej o szerokości około 400-500 m, gdzie występuje seria uskoków o zrzutach $h = 1,5 - 23,5$ m, na aktywność sejsmiczną górotworu ma niewątpliwie wpływ jego zuskokowanie.

W marcu 1985 roku wystąpiła tu seria wstrząsów połączonych z tąpnięciem, w wyniku czego setki metrów wyrobisk zostało zasypanych skałą gwałtownie odprężoną z ociosów. Przyczyną tąpnięć [7], eksplozji filara w strefie uskoku Rudnej Głównej było najprawdopodobniej przesunięcie się skrzydeł uskoków po ich powierzchni, co doprowadziło do powstania wzmożonego nacisku na resztkę filara, przekroczenie jego wytrzymałości krytycznej doprowadzając do tąpnięcia.

W oddziale G_S-21 mamy unikalny przykład aktywności sejsmicznej górotworu związanej z eksploatacją złoża w synklinie o szerokości około 500 m o osi biegu prawie równoleżnikowej. Ponadto w osi tej synkliny występuje rów tektoniczny uformowany przez fleksurę lub uskoki. Od N rów ograniczony jest uskokiem zrzucającym złoża na S o $h = 5,0$ m, natomiast od S uskokiem zrzucającym złoża na N o $h = 6,0$ m. Synklina i rów są pocięte uskokiemi o biegu N-S i zrzutach $h = 0,5, 1,4, 3,0$ oraz $5,0$ m. Tworzą one dodatkowo w synklinie formę schodową i zręby. Synklina przedłuża się w kierunku E na przyległy obszar górniczy "Rudna", w kierunku rowu tektonicznego w oddziale G_R-13 . Przeważają tu uskoki o biegu W-E, podrzędnie NW-SE. Poza tym również są tu uskoki o biegu SW-NE. W sumie jest dość skomplikowana tektonika. Występuje 13 uskoków przecinających się.

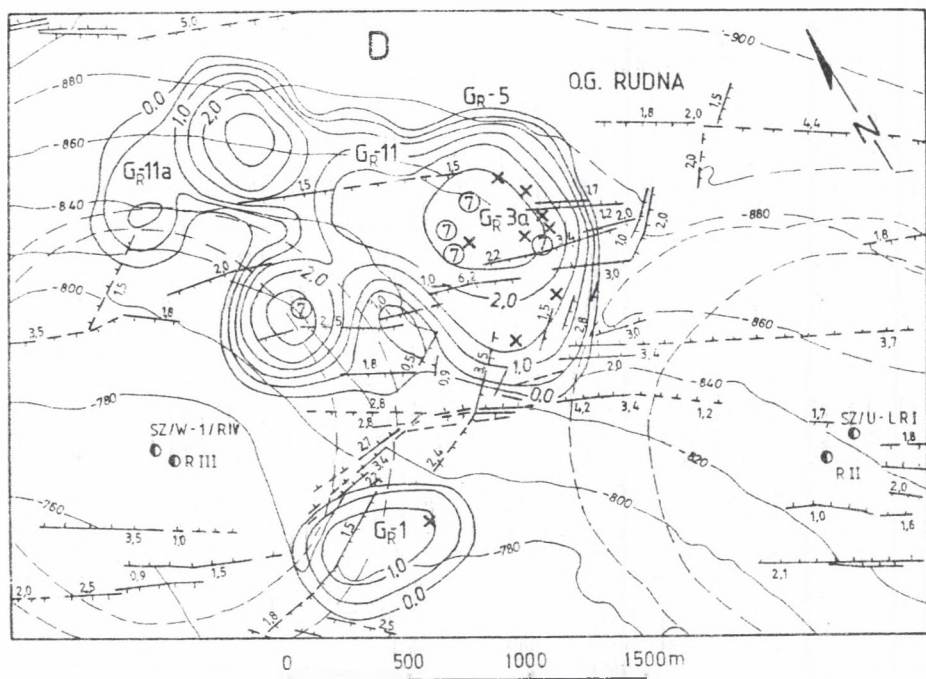


Rys. 22d. Szkic postępu robót z lokalizacją wstrząsów, kop. Rudna, oddz. G_R-14a

Fig. 22d. Sketch of advance with shock localization, the "rudna" copper mine - flat G_R-14a

Występujące w okresie omawianym wstrząsy [60] oraz tąpnięcia [3] zlokalizowane były właśnie w rowie tektonicznym i wspomnianej synklinie. Był tu klasyczny przykład występowania wstrząsów związanych z naprężeniami, jakie powstają w tego rodzaju strukturach tektonicznych.

Makroregion D - oddziały G_R-3A , G_R-5 , G_R-11A , G_R-1 (rys. 23).



10 — 1 x 2 (7) 3 — 400 4 4.2 + 5

Rys. 23. Fragment mapy strukturalno-tektonicznej LGOM z lokalizacją wstrząsów - rejon D

Fig. 23. Fragment of structural and tectonical map with shock localization for the LGOM - region D

W pierwszych 3 oddziałach złożę wybierano systemem filarowo-komorowym jednofazowym z zawałem stropu. Natomiast w oddziale G_R -i stosowano system filarowo-komorowy z podsadzką. Wysokość furty w oddziałach zawałowych wynosi od 4,2 do 4,8. Obejmuje ona od 14 do 46% rudę węglanową, od 46 do 77% rudę piaskowcową oraz około 8% rudę łupkową. W oddziale podsadzkowym ruda węglanowa stanowi 10%, ruda piaskowcowa 88%, a ruda łupkowa ok. 2% wysokości furty.

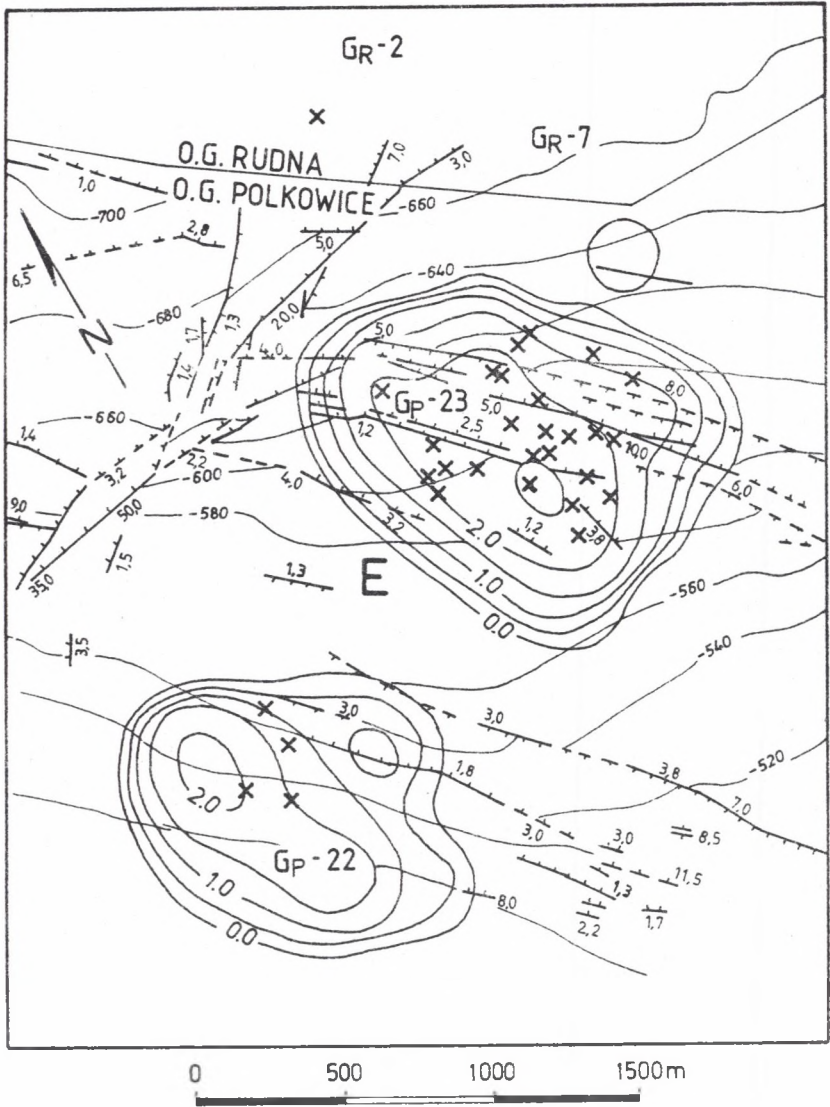
Występuje tu około 20 uskoków o zrzutach $h = 0,7-6,2$ m, średnio $h = 1,8$ m. Rejon można zaliczyć do mocno zaangażowanego tektonicznie. Ma to ewidentny wpływ na sejsmiczność górotworu. Na przykład w oddziale G_R -3a, gdzie występuje wyraźny rów tektoniczny ograniczony uskokami o biegu NW-SE oddalonymi od siebie około 500 m i zrzutach $h = 1,5$ i $h = 3,0$ m, wystąpiło m.in. 8 wstrząsów o $E \approx 10^6$ J oraz 4 wstrząsy o $E \approx 10^7$ J.

Makrorejon E - oddziały G_p -22 i G_p -23 (rys. 24). Złożę wybierano systemem filarowo-komorowym z zawałem stropu. Wysokość furty wynosiła od 3,8 do 5,5 m, średnio 4,65 m. Obejmowała ona rudę węglanową od 34 do 92%, rudę piaskowcową od 0 do 60% oraz rudę łupkową od 6 do 8%.

Występuje tu kilkanaście uskoków o zrzucie $h = 1,0-8,0$ m, średnio $h = 3,0$ m. Złożę zwłaszcza w oddziale G_p -23 (rys. 24A) jest mocno zaangażowane tektonicznie. Złożę pocięte uskokami tworzy strefę o szerokości około 600 m. Występują tu rowy, zręby i formy schodowe. W latach 1976-85 wystąpiły tu 1172 wstrząsy oraz 117 tępań i odprężeń. Energia wyemitowana z górotworu wyniosła $E = 977.1253 \times 10^6$ J.

Kilka wstrząsów wystąpiło poza oddziałem eksploatacyjnym, w wyrobiskach chodnikowych. Większość jednak w rowie tektonicznym i w skrzydle zrzuconym uskoku. Jeśli uwzględnić także liczbę tępań (23), wstrząsów (384) i ich energię (46.0642×10^6 J) z oddziału G_p -22, to w przeliczeniu liczby wstrząsów i wyemitowanej energii z górotworu na powierzchnię objętą izoliniami aktywności sejsmicznej można uznać, że jest to najbardziej aktywny makrorejon ze wszystkich 8 wymienionych.

Niemalży wpływ na ten stan rzeczy ma zuskokowanie górotworu. Występowanie uskoków wzmacnia aktywność sejsmiczną górotworu związaną z przesuwaniami się mas skalnych wzdłuż powierzchni uskoków, na co ma niewątpliwą wpływ eksploatacja złoża.



— 2.0 1. x 2. - 700 - 3. 3.0 - 4.

Rys. 24. Fragment mapy strukturalno-tektonicznej LGOM z lokalizacją wstrząsów - rejon E

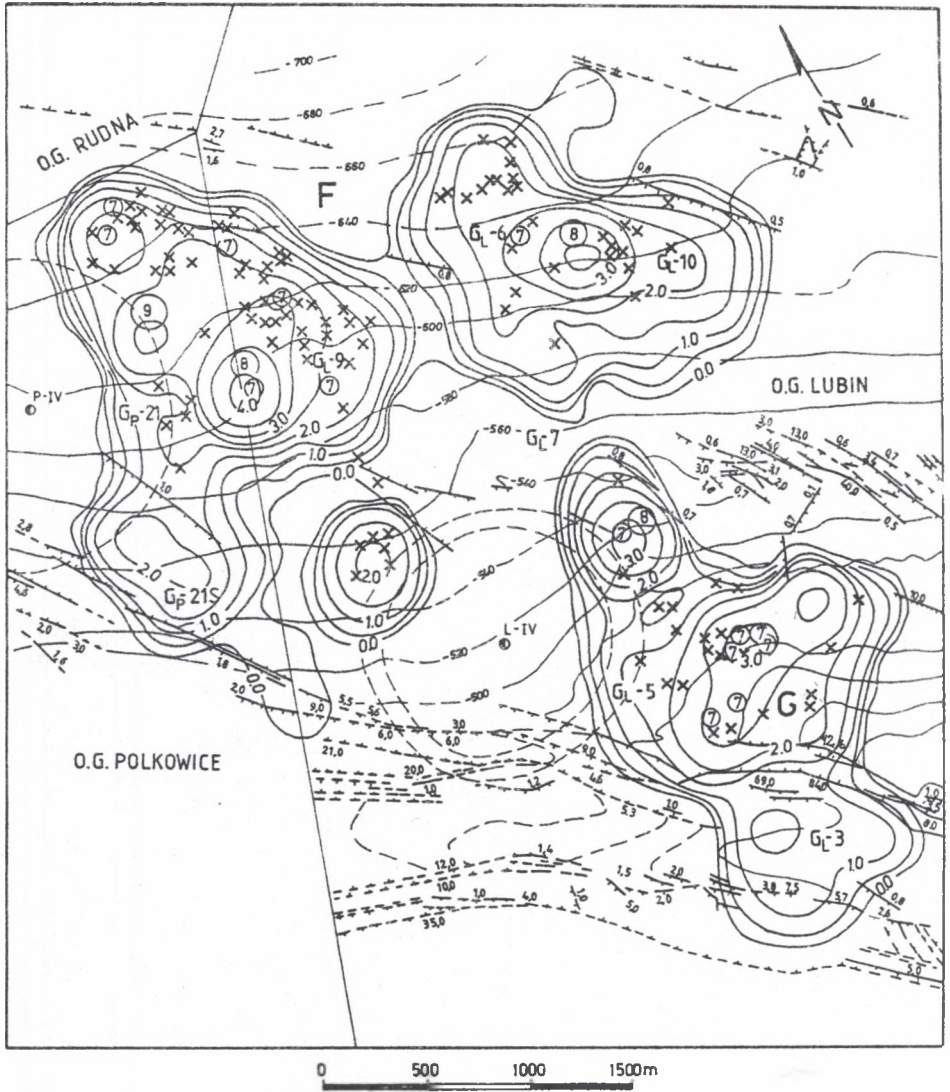
Fig. 24. Fragment of structural and tectonical map with shock localization for the LGCD - region E

Makrorejon F - oddziały G_p-21 , $G_p-21 S$, G_L-7 , G_L-9 , G_L-6 , G_L-10 (rys. 25). We wszystkich oddziałach do wybierania złoża stosowano system filarowo-komorowy z zawałem stropu. Wysokość furty wahała się od 3,0 do 7,5 m, średnio - 4,65 m. Obejmowała ona od 73 do 92% rudę piaskowcową, od 23 do 87% rudę węglanową i od kilku do kilkunastu procent rudę łupkową. Rejon stosunkowo słabo zaangażowany tektonicznie. Występujące tu uskoki (6) mają zrzuty $h = 0,5-1,8$ m, średnio $h = 1,2$ m.

Aktywność sejsmiczna górotworu związana była przede wszystkim z działalnością górniczą i wynikała ze stosowanego systemu eksploatacji, braku stałego azymutu frontu wybierania złoża oraz koncentracji robót wokół pozostawionego filara granicznego między kopalniami Lubin i Polkowice. Najbardziej aktywne sejsmicznie oddziały to $G_p-21 S$, gdzie wystąpiło 26 tąpnięć oraz G_L-9 , w którym zarejestrowano 12 tąpnięć. W sumie w makrorejonie F wystąpiły 43 tąpnięcia. Z reguły przyczyną ich występowania były błędy w eksploatacji złoża. Nieliczne np. w oddziale G_p-21 tąpnięcia związane były z wystąpieniem w górotworze nieciągłości tektonicznej, wzdłuż której nastąpiło przesunięcie się skrzydła wiszącego uskoku do przestrzeni wybranej. Towarzyszący temu zjawisku wstrząs charakteryzował się energią $E \approx 10^9$ J.

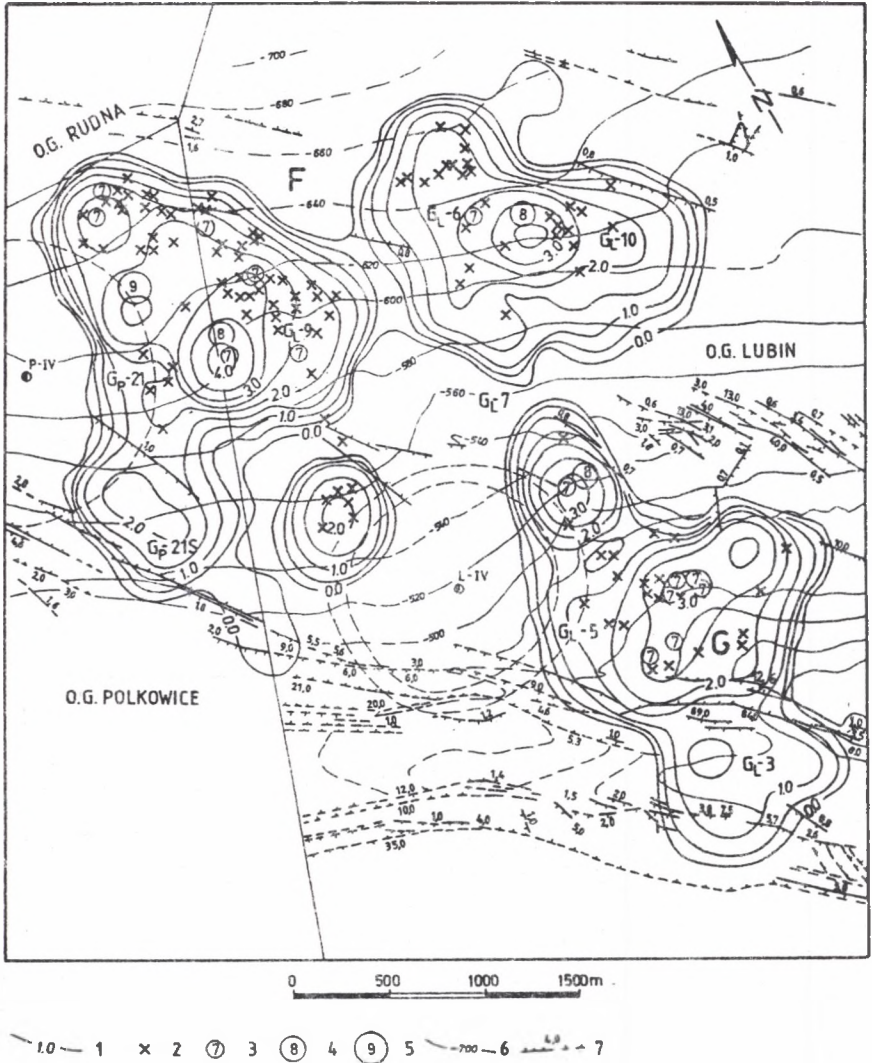
Makrorejon G - oddziały G_L-3 , G_L-5 (rys. 26). Do wybierania złoża stosowany był system filarowo-komorowy z zawałem stropu. Wysokość furty eksploatacyjnej wyniosła od 3,8 do 4,2 m, średnio - 4,0 m. Obejmowała ona od 71 do 84% rudę piaskowcową, do kilkunastu procent rudę węglanową oraz od 9 do 15% rudę łupkową.

Złoże charakteryzuje się niskim współczynnikiem M ($M = 0,24$), jest więc bardzo mocno zaangażowane tektonicznie. Występuje ono w rowie tektonicznym, którego granice stanowią uskoki oddalone od siebie o około 700 - 1000 m, od SW o biegu NW-SE i zrzucie $h = 70 - 84$ m na NE, od NE także o biegu NW-SE o zrzucie $h = 10,0$ m na SW. W tej sytuacji na naprężenia, jakie występują w rowach tektonicznych, nałożyły się naprężenia wynikające z eksploatacji, co stworzyło sprzyjające warunki do powstania wysokiej aktywności sejsmicznej w tym makrorejonie. Wystąpiło tu szereg wstrząsów o $E \approx 10^7$ J oraz 4 tąpnięcia. Lokalizacje wstrząsów w oddziale G_L-5 przedstawia rys. 26a. Na powierzchni terenu w granicach ww. rowu utworzyła się głęboka niecka osiadania.



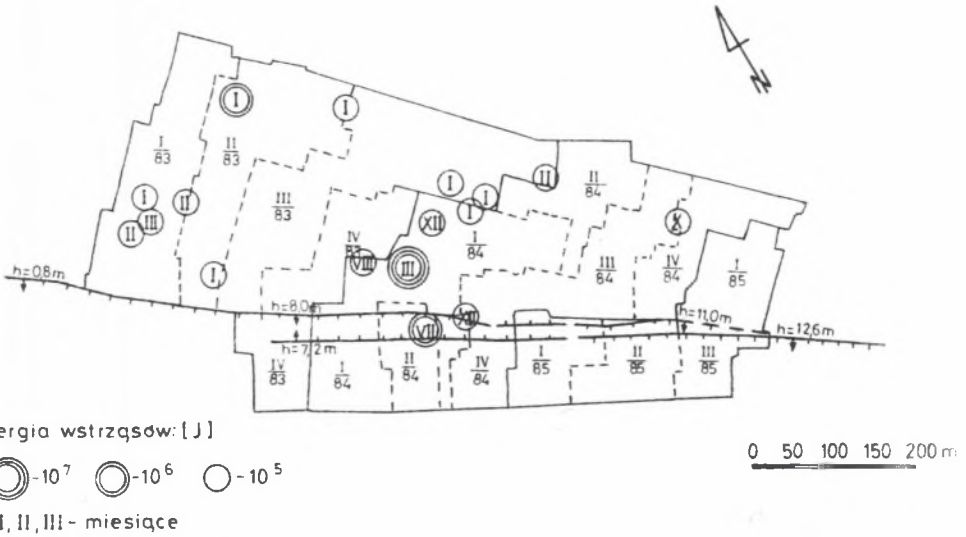
Rys. 25. Fragment mapy strukturalno-tektonicznej LGOM z lokalizacją wstrząsów - rejon F

Fig. 25. Fragment of structural and tectonic map with shock localization for the LGCD - region F



Rys. 26. Fragment mapy strukturalno-tektonicznej ŁGOM z lokalizacją wstrząsów - rejon G

Fig. 26. Fragment of structural and tectonical map with shock localization for the ŁGCD - region G



Energia wstrząsów: [J]

○ - 10^7 ○ - 10^6 ○ - 10^5
I, II, III - miesiące

0 50 100 150 200 m

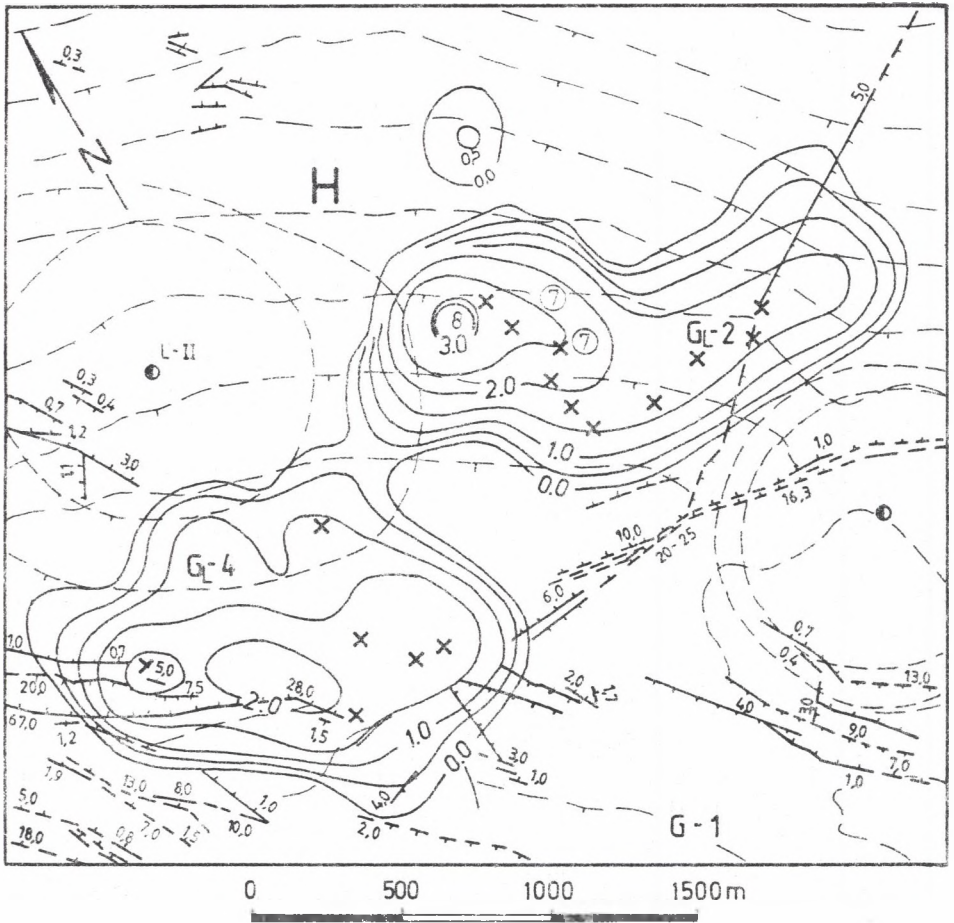
Rys. 26a. Szkic postępu robót z lokalizacją wstrząsów, kop. Lubin, oddz. G_L-5

Fig. 26a. Sketch of advance with shock localization, the "Lubin" copper mine, - flat G_L-5

Wpływ zuskokowania górotworu, a zwłaszcza istnienie rowu tektonicznego ma niewątpliwy wpływ na występowanie wstrząsów i tępań w tym makrorejonie.

Makrorejon H - oddziały G_L-4 , G_L-2 , G_L-1 (rys. 27). Złoże eksploatowano systemem filarowo-komorowym z zawałem stropu. Wysokość furty wynosiła od 3,6 do 4,8 m, średnio 4,20 m. W furcie występowała ruda piaskowcowa od 88 do 92% oraz łupkowa od kilku do kilkunastu procent. Występuje tu 13 uskoków o $h = 0,7 - 67,0$ m, średnio $h = 11,0$ m. Złoże jest mocno zaangażowane tektonicznie.

Niewątpliwy wpływ na aktywność sejsmiczną miała budowa tektoniczna złoże. Sumowały się tu prawdopodobnie naprężenia wywołane działalnością górniczą oraz tektoniczne. Analiza przyczyn powstawania wstrząsów wskazywała na ich związek z uaktywnieniem się uskoków pod wpływem robót górniczych. W sumie w rejonie tym wystąpiło około 10 tępań.



1.0 1 x 2 7 3 8 4 5 2.0 6

Rys. 27. Fragment mapy strukturalno-tektonicznej LGOM z lokalizacją wstrząsów - rejon H

Fig. 27. Fragment of structural and tectonical map with shock localization for the LGOM - region H

Tabela 3

Struktura tektoniczna makrorejionów i aktywność sejsmiczna w obszarze LGOM

Lp.	Makro-rejon	Oddziały	Σ P oddz. (ha)	P o.i. a.s. (ha)	N w/h	E/ha 10 ⁶ J	N _t	w m	Uskoki		%A-H
									n	od-do h m	
1	A	G _p -31	41,02	81	0,024	0,024	-	3,50	8	1,0-28,0 8,7	50,64
2	B	G _p -125, G _p -145 G _p -315	132,97	232	13,330	3,710	40	3,60	31	1,2-20,0 4,5	57,31
3	C	G _p -12, G _p -14, G _p -32, G _p -33, G _p -12, G _p -13, G _p -15, G _p -4, G _p -11, G _p -3, G _p -14, G _p -14A, G _p -21, G _p -24	653,01	1054	5,135	2,410	174	5,50	159	0,7-23,5 3,4	61,96
4	D	G _p -3A, G _p -3 G _p -11A, G _p -1	112,0	242	2,00	3,680	-	6,40	20	0,7-6,2 1,8	46,28
5	E	G _p -22 G _p -23	96,15	320	17,010	11,210	119	4,0	19	1,0-8,0 3,0	30,05
6	F	G _p -21, G _p -7, G _p -21S, G _p -9, G _p -6, G _p -10	264,25	502	10,107	9,520	43	4,65	6	0,5-1,8 1,2	52,64
7	G	G _p -3, G _p -5	198,32	274	5,166	0,230	4	4,00	11	10,0-84,0 10,0	72,38
8	H	G _p -4, G _p -2, G _p -1	186,06	289	4,004	0,980	10	4,20	13	0,7-67,0 11,0	64,38

Rozkład wstrząsów w oddz. G_L-4 obrazuje rys. 27a. Wynika z niego, że zuskokowanie górotworu miało niewątpliwy wpływ na generowanie wstrząsów w tym rejonie.

Z przedstawionej charakterystyki makrorejonów A-H wynika, że w makrorejonach tych były podobne warunki górnicze (np. system eksploatacji) oraz geomechaniczne złoża. Natomiast, co zdecydowanie odróżniało ww. makrorejony, to struktura tektoniczna górotworu. Wydaje się, że ona miała znaczący wpływ na generowanie wstrząsów i tępań w obszarze LGOM.

Wykonane obliczenia statystyczne wydają się powyższe sugestie potwierdzać.

W tab. 3. przedstawiono strukturę poszczególnych makrorejonów ze względu na wielkość średniego zrzutu uskoku, średnią wysokość furty eksploatacyjnej oraz parametry sejsmiczne poszczególnych makrorejonów. Następnie przeprowadzono analizę związku korelacji pomiędzy udziałami ww. parametrów i parametrami sejsmicznymi (ilość wstrząsów oraz ilość wyzwolonej energii sejsmicznej na jednostkę powierzchni) przy użyciu opisanego w rozdz. 11 współczynnika korelacji rangowej Spaermanna (tab.4).

Tabela 4

Współczynniki korelacji Spaermanna dla niektórych parametrów eksploatacyjnych oraz tektonicznych w makrorejonach

Makrorejony A - H	M_w/h	E/h_a (10^6 J)
\bar{w}	0.029	0.494
\bar{h}	- 0.286	- 0.738 **
\bar{r} A-H	0.071	0.524 *

** - korelacja istotna przy $\alpha = 0.025$

* - korelacja istotna przy $\alpha = 0.1$

Najwyższe współczynniki korelacji uzyskano w przypadku związków ze średnim zrzutem uskoków występujących na obszarze danego makroregionu. Jest to korelacja ujemna, co oznacza, że wraz ze wzrostem zrztu maleje ilość wstrząsów i w sumie wyzwolona energia wstrząsów.

Została także stwierdzona istotna korelacja pomiędzy energią sejsmiczną i procentowym udziałem powierzchni wyrobisk eksploatacyjnych (oddziałów) w odniesieniu do powierzchni makroregionu.

Dodatni znak korelacji oznacza, że rejony o najmniejszym udziale powierzchni wyrobisk generują największą jednostkową energię.

Rangi dla zmiennej % A-H zostały przydzielane od wartości najmniejszej.

Współczynniki korelacji dla średniej wysokości wyrobisk są nieistotne nawet przy $\alpha = 0.1$, co oznacza brak ich wpływu na parametry aktywności sejsmicznej w badanych makroregionach, chociaż jeśli chodzi o wyzwoloną energię na ha, to średnia wysokość furty eksploatacyjnej ma wpływ znaczący.

10.2. ANALIZA PRZESTRZENNA ROZKŁADU OGNISK WSTRZĄSÓW W ZALEŻNOŚCI OD WSPÓŁCZYNNIKA ZAANGAŻOWANIA TEKTONICZNEGO

W celu porównania przestrzennego rozkładu ognisk wstrząsów o energii $E \geq 10^6$ J na obszarze LGOM z rozkładem obszarów o zróżnicowanej wartości współczynnika zaangażowania tektonicznego M wykonane zostało zestawienie obrazujące ilości wstrząsów oraz wyzwoloną w nich energię w zależności od usytuowania ogniska wstrząsu w stosunku do wcześniej określonych stref zaangażowania tektonicznego. Zestawienie powyższe zostało wykonane dla obszarów poszczególnych kopalń, a także dla całego obszaru LGOM (tab. 5,6,7, 8,9).

Z zestawienia wynika, że w miarę wzrostu zaangażowania tektonicznego górotworu (malejących wartości M) liczba wstrząsów wysokoenergetycznych zmniejsza się. A więc w górotworze o dużej dezintegracji następuje rozładowywanie się energii i wstrząsy wysokoenergetyczne występują sporadycznie. Jest to istotne spostrzeżenie

Tabela 5

Zestawienie ilości wstrząsów i ich energii
w zależności od usytuowania ogniska wstrząsu
dla obszaru kopalni Lubin

Mk1	P, ha (%)	Nw				ΣNw (%)	Nw/h	Σ E 10 ⁶ J	E/ha 10 ⁶ J
		10 ⁶	10 ⁷	10 ⁸	10 ⁹				
0.90 < M < 1.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0
0.75 < M < 0.90	2798.65 (57,30)	95	17	4	1	117 (84,17)	0.418	2343.6	0.837
0.50 < M < 0.75	1267.28 (25,05)	13	0	1	0	14 (10,10)	0.011	206.8	0.163
0.25 < M < 0.50	817.92 (16,17)	6	2	0	0	8 (5,76)	0.009	63.2	0.773
0.00 < M < 0.25	175.10 (3,46)	0	0	0	0	0	0	0	0
Razem	5058.95	114	19	5	1	139	0.273	2613.6	0.516

Tabela 6

Zestawienie ilości wstrząsów i ich energii
w zależności od usytuowania ogniska wstrząsu
dla obszaru kopalni Polkowice

Mk1	P, ha (%)	Nw				ΣNw (%)	Nw/h	Σ E 10 ⁶ J	E/ha 10 ⁶ J
		10 ⁶	10 ⁷	10 ⁸	10 ⁹				
0.90 < M < 1.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0
0.75 < M < 0.90	1184.17 (37,08)	81	17	1	2	101 (42,62)	0.085	2917.67	2.464
0.50 < M < 0.75	1751.47 (54,85)	105	10	0	0	115 (48,52)	0.065	512.35	0.292
0.25 < M < 0.50	2351.00 (7,36)	21	0	0	0	21 (8,86)	0.081	64.47	0.274
0.00 < M < 0.25	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Razem	3193.19	207	27	1	2	237	0.074	3494.49	1.094

mające duże znaczenie z punktu widzenia bezpieczeństwa pracy. Poza tym 84,17% wstrząsów o $E \geq 10^6$ J występuje w górotworze słabo zaangażowanym tektonicznie zajmującym 57,30% powierzchni rozpastrywanej. Może to w pewnym stopniu wyjaśnić, dlaczego w kopalni Lubin przy wydobyciu mniejszej liczbie wstrząsów w stosunku do kopalni Polkowice sumaryczna energia wstrząsów jest zbliżona do sumy energii wstrząsów występujących w tej kopalni (rozd.9, tao.2).

Z danych zawartych w tab.6 widać, że w górotworze mocno zaangażowanym tektonicznie liczba wstrząsów wysokoenergetycznych stanowi około 20% liczby wstrząsów, jakie występują w górotworze średnio lub słabo zaangażowanym tektonicznie. Podobnie, jak to ma miejsce w kopalni Lubin, również w kopalni Polkowice suma wyzwolonej energii wraz ze wzrostem tektonicznego zaangażowania górotworu spada. Spada tu również energia wstrząsów na jednostkę powierzchni złoża. Najwięcej wstrząsów występuje w górotworze średnio zaangażowanym tektonicznie (48,52%), na który przypada 54,85% powierzchni rozpastrywanej.

Tabela 7

Zestawienie ilości wstrząsów i ich energii
w zależności od usytuowania ogniska wstrząsu
dla obszaru kopalni Rudna

Mkl	P, ha (%)	Nw				ΣNw (%)	Nw/h	Σ E 10 ⁶ J	E/ha 10 ⁶ J
		10 ⁶	10 ⁷	10 ⁸	10 ⁹				
0.90 < M < 1.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0
0.75 < M < 0.90	2138.20 (56,73)	26	4	0	0	30 (22,9)	0.014	18642	0.087
0.50 < M < 0.75	1231.03 (32,66)	75	20	1	0	96 (73,28)	0.077	85775	0.697
0.25 < M < 0.50	373.60 (9,91)	4	1	0	0	5 (3,82)	0.013	38.68	0.104
0.00 < M < 0.25	26.10 (0,69)	0	0	0	0	0	0	0	0
Razem	3768.93	105	25	1	0	131	0.034	108285	0.287

W kopalni Rudna potwierdzają się spostrzeżenia z obszaru górniczego kopalń Lubin i Polkowice - wstrząsy wysokoenergetyczne stosunkowo nielicznie występują w górotworze mocno i bardzo mocno zaangażowanym tektonicznie, z tym że maksymalna ilość wstrząsów występuje w górotworze średnio zaangażowanym tektonicznie (73,28%) zajmującym 32,66% powierzchni rozpatrywanej.

Tabela 8

Zestawienie ilości wstrząsów i ich energii w zależności od usytuowania ogniska wstrząsu dla obszaru kopalni Sierszowice

Mkl	P, ha (%)	Nw				Σ Nw (%)	Nw/h	Σ E 10 ⁶ J	E/ha 10 ⁶ J
		10 ⁶	10 ⁷	10 ⁸	10 ⁹				
0.90 < M < 1.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0
0.75 < M < 0.90	1572.45 (91,27)	4	0	0	0	4	0.003	14.12	0.009
0.50 < M < 0.75	150.34 (8,73)	4	1	0	0	5	0.033	24.12	0.160
0.25 < M < 0.50	0	0	0	0	0	0	0	0	0
0.00 < M < 0.25	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Razem	1722.79	8	1	0	0	9	0.005	38.24	0.221

Mała ilość danych dla kop. Sierszowice nie pozwala na wyciągnięcie wniosków.

Zbiorcze zestawienie (tab.9) liczby wstrząsów usytuowanych w górotworze w poszczególnych klasach tektonicznego zaangażowania w sposób wyraźny wskazuje, że spada liczba wstrząsów wysokoenergetycznych ($E \geq 10^6$ J) w miarę wzrostu tektonicznego zaangażowania górotworu. Liczba wstrząsów w odniesieniu na jednostkę powierzchni złożyła osiąga maksimum dla $0,50 < M < 0,75$. Natomiast energia wyemitowana na jednostkę powierzchni górotworu wykazuje pewne prawidłowości: największa jest w górotworze słabo zaangażowanym tektonicznie i spada około 50% w miarę wzrostu dezintegracji górotworu.

Tabela 9

Zestawienie ilości wstrząsów i ich energii
w zależności od usytuowania ogniska wstrząsu
dla całego obszaru LGOM

M _{K1}	P, ha (%)	Nw				Σ Nw (%)	Nw/h	Σ E 10 ⁶ J	E/ha 10 ⁶ J
		10 ⁶	10 ⁷	10 ⁸	10 ⁹				
0.90 < M < 1.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0
0.75 < M < 0.90	7693.47 (55,98)	206	38	5	3	252 (48,84)	0.032	5461.81	0.710
0.50 < M < 0.75	4400.12 (32,02)	197	31	2	0	230 (44,57)	0.052	1601.02	0.364
0.25 < M < 0.50	1426.62 (10,38)	31	3	0	0	34 (0,66)	0.023	166.35	0.117
0.00 < M < 0.25	223.65 (0,16)	0	0	0	0	0	0	0	0
Razem	13743,86	434	72	7	3	516	0.037	7229.18	0.525

Biorąc pod uwagę dotychczasowy stan badań nad sejsmicznością indukowaną eksploatacją górniczą wydaje się, że wszelkiego rodzaju deformacje nieciągłe są głównymi punktami generowania aktywności sejsmicznej. Z tego powodu dokonano dokładniejszej analizy rozkładu przestrzennego wstrząsów w zależności od zróżnicowania wielkości współczynnika zaangażowania tektonicznego, który reprezentuje nasilenie deformacji nieciągłych w górotworze.

Poddano testowaniu przestrzenny rozkład wstrząsów na obszarze LGOM w funkcji zmienności współczynnika zaangażowania tektonicznego.

Analizowany obszar kopalń LGOM charakteryzuje się nierównomiernym zaangażowaniem tektonicznym, co zostało przedstawione w tab.10.

Uwzględniając procentowe udziały obszarów o współczynniku M, obliczono spodziewane ilości wstrząsów przy założeniu ich równomiernego rozkładu na powierzchni eksploatacji LGOM, a wielkości te porównano z wielkościami obserwowanymi za pomocą testu χ^2 (tab.11).

Tabela 10

Zbiornicze zestawienie obszarów wg zróżnicowania
współczynnika zaangażowania tektonicznego
(dotyczy obszaru objętego robotami górnictwymi)

Mkl	Lubin P _{Mkl} (ha)	Polkowice P _{Mkl} (ha)	Rudna P _{Mkl} (ha)	Sieroszow. P _{Mkl} (ha)	Razem P _{Mkl} (ha)
0.90 < M < 1.00	0	0	0	0	0
0.75 < M < 0.90	2798.65	1184.17	2138.20	1572.45	7693.47
0.50 < M < 0.75	1267.28	1751.47	1231.03	150.34	4400.12
0.25 < M < 0.50	817.92	235.10	373.60	0	1426.62
0.00 < M < 0.25	175.10	22.45	26.10	0	223.65
Razem	5058.95	3193.19	3768.93	1722.79	13743.86

Tabela 11

Ilość wstrząsów i wywołana energia sejsmiczna
w obszarach o różnym współczynniku zaangażowania
tektonicznego

Mkl	n obs.	n sp.	E obs.	E sp.
0.90 < M < 1.00	0	0	0	0
0.75 < M < 0.90	473	1212	75.110	825.171
0.50 < M < 0.75	1343	693	1.172.558	471.989
0.25 < M < 0.50	254	224	158.977	153.006
0.00 < M < 0.25	95	35	67.396	24.026
Razem	2165	2164	1.474.047	1.474.192

Otrzymane wartości χ^2 krytyczne znacznie przekraczają wartości krytyczne dla poziomu istotności $\alpha = 0.05$, a nawet $\alpha = 0.01$, co oznacza niezgodność z rozkładem oczekiwanym. Dokładniejsze przyjrzenie się wartościom obserwowanym i oczekiwanym wskazuje na większe od oczekiwanych ilości wstrząsów w przedziałach o wartości M od 0 do 0.75, czyli o dużym i średnim zaangażowaniu tektonicznym, a mniejsze od oczekiwanej w przedziale 0.75 do 1.00, czyli słabym i bardzo słabym zaangażowaniu tektonicznym. Wskazuje to na aktywizujący wpływ deformacji nieciągłych zarówno na ilość wstrząsów, jak i wyzwoloną energię sejsmiczną.

Z danych zawartych w tab.11 obserwuje się (jak już wcześniej stwierdzono) prawidłowy trend: w miarę wzrostu dezintegracji górotworu (górotwór mocno zaangażowany tektonicznie) liczba wstrząsów o $E \geq 10^6$ J spada. A więc wstrząsy wysokoenergetyczne w górotworze mocno zaangażowanym tektonicznie występują sporadycznie, aczkolwiek ilości obserwowane przewyższają wartości oczekiwane obliczone na podstawie procentowego udziału obszarów o określonym współczynniku zaangażowania tektonicznego.

11. WPŁYW CZYNNIKÓW GEOLOGICZNYCH I GÓRNICZO-TECHNICZNYCH NA AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA GÓROTWORU W KOPALNIACH LGOM

Materiałem analitycznym były dane dotyczące wstrząsów i ich energii w powiązaniu z różnymi czynnikami geologicznymi i górniczo-technicznymi. Dane powyższe zostały zebrane w 3 grupach:

- I. Sumaryczna liczba wstrząsów i sumaryczna energia sejsmiczna dla wszystkich oddziałów LGOM od roku 1976 do 1987 biorąc pod uwagę wstrząsy od energii $E > 1 \times 10^3$ J (tab.12). Wielkości te porównywane są z następującymi czynnikami:
 - a) głębokością zalegania złoże,
 - b) powierzchnią wybraną złoże,
 - c) współczynnikiem zaangażowania tektonicznego.
- II. Liczba wstrząsów i wyzwolona energia sejsmiczna w poszczególnych latach, analizowane w okresie 1978 - 87 i porównywane z:
 - a) wydobyciem rudy,
 - b) powierzchnią odsłoniętego stropu,
 - c) koncentracją wydobywania w poszczególnych latach (tab.13).
- III. Liczba wstrząsów i wyzwolona energia sejsmiczna zliczone w okresach kwartalnych na wybranych oddziałach kopalń LGOM porównywane z takimi czynnikami jak:
 - miąższość skał białego spągowca,
 - miąższość skał węglanowych,
 - wytrzymałość na ściskanie skał węglanowych,
 - wartość współczynnika tektonicznego zaangażowania górotworu,
 - długość frontu eksploatacji,
 - wybieg frontu od calizny,
 - powierzchnię złoże wybranego od początku eksploatacji.

Tabela 12

Zestawienie podstawowych danych geologiczno-górnicznych oraz aktywności sejsmicznej górotworu w kopalniach LGOM za okres 1976-87

Kopalnia	Oddział	Nw	ΣE 10^6 (J)	H (m)	P (ha)	M	InH	InP	InNw	InE	$\bar{\Sigma}$	\bar{E}/ha	$\frac{\bar{E}}{10^6 J}$ $\frac{1}{ha}$	$\frac{\bar{E}}{10^6 J}$ $\frac{1}{ha}$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
LUBIN														
G-7		35	1.015	580	14.4	0.7	6.3630	2.6672	3.5553	0.0149	0.029	0.070	-3.5405	-2.652
G-4		356	87.706	605	79.9	0.24	6.4052	4.3908	5.8749	4.4740	0.246	1.098	-1.4009	0.093
G-5		664	284.612	640	103.9	0.24	6.4615	4.6434	6.4983	5.6511	0.429	2.739	-0.8472	1.007
G-3		346	175.316	650	91.6	0.72	6.4770	4.5174	5.8464	5.1666	0.507	1.914	-0.6798	0.649
G-9		849	1426.776	717	50.8	0.78	6.5751	3.9279	6.7441	7.2632	1.681	28.086	0.5191	3.335
G-10		528	61.545	760	32.8	0.81	6.6333	3.4904	6.2691	4.1198	0.117	1.876	-2.1493	0.629
G-6		606	440.219	790	50.2	0.8	6.6720	3.9160	6.4069	6.0873	0.726	8.769	-0.3196	2.171
POLKOWICE														
G-22		301	46.064	670	39.2	0.77	6.5073	3.6687	5.9420	3.8300	0.121	1.175	-2.1128	0.161
G-12		66	6.817	850	25	0.75	6.7452	3.2189	4.1897	1.9194	0.103	0.273	-2.2702	-1.299
G-12S		552	124.34	770	24	0.55	6.6464	3.1781	6.3135	4.8230	0.225	5.181	-1.4905	1.645
G-21S		128	48.19	755	18.4	0.8	6.6267	2.9124	4.8520	3.8752	0.376	2.619	-0.9769	0.962
G-21		27	70	810	48.4	0.8	6.6970	3.8795	3.2958	4.2485	2.593	1.446	0.9527	0.369
G-23		1172	977.125	770	52.1	0.4	6.6464	3.9532	7.0665	6.8846	0.834	18.755	-0.1819	2.931
G-31S		460	81.259	773	37.4	0.4	6.6503	3.6217	6.1312	4.3976	0.177	2.173	-1.7336	0.776
G-14		532	500.854	790	116	0.65	6.6720	4.7605	6.2766	6.2163	0.941	4.288	-0.0603	1.455
G-14S		473	208.566	780	50	0.5	6.6593	3.9120	6.1591	5.3403	0.441	4.171	-0.8188	1.428
G-32		385	313.724	845	92.1	0.4	6.7393	4.5229	6.7393	5.7485	0.371	3.806	-0.9908	1.225
G-33		353	147.37	850	40.2	0.38	6.7452	3.6939	5.8665	4.9929	0.417	3.666	-0.8735	1.299
RUDNA														
G-4		307	79.25	863	34.7	0.73	6.7604	3.5467	5.7268	4.3726	0.258	2.284	-1.3542	0.825
G-1		1	48.738	875	29.5	0.73	6.7742	3.3844	0.0000	3.8865	48.738	1.652	3.8865	0.502
G-14		53	11.104	875	9.5	0.24	6.7742	2.2513	3.9703	2.4073	0.210	1.169	-1.5630	0.156
G-12		183	122.21	890	59.4	0.39	6.7799	4.0843	5.2095	4.8057	0.668	2.057	-0.4037	0.721
G-13		390	80.453	885	62.1	0.66	6.7856	4.1287	5.9661	4.3877	0.206	1.296	-1.5785	0.258
G-14A		34	40.614	890	0.14	0.39	6.7912	-1.9661	3.5264	3.7041	1.195	290.100	0.1778	5.670

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	G-11	127	78.018	905	32.4	0.39	6.8079	3.4782	4.8442	4.3569	0.614	2.408	-0.4872	0.878
	G-6	4	4	863	15	0.81	6.7604	2.7081	1.3863	1.3863	1.000	0.267	0.0000	-1.321
	G-3	10	33.99	905	20.8	0.49	6.8079	3.0350	2.3026	3.5261	3.399	1.634	1.2235	0.491
	G-5	34	51.619	1012	24.4	0.77	6.9197	3.1946	3.5264	3.9439	1.518	2.116	0.4175	0.745
	G-15	156	28.008	955	43.2	0.49	6.8617	3.7658	5.0499	3.3325	0.180	0.648	-1.7174	-0.433
	G-3A	114	226.75	1022	22.9	0.4	6.9295	3.1311	4.7362	5.4238	1.989	9.902	0.6876	2.292
	G-11A	53	44.192	1025	24.1	0.6	6.9324	3.1822	3.9703	3.7885	0.834	1.834	-0.1817	0.606
	G-21	68	24.3	900	30	0.5	6.8024	3.4012	4.2195	3.1905	0.357	0.810	-1.0290	-0.210
	G-24	1	1.342	920	28	0.8	6.8244	3.3322	0.0000	0.2942	1.342	0.048	0.2942	-3.030

RUDNA

SIERO-SZOWICE

Zestawienie podstawowych parametrów górnictwo-technicznych oraz aktywności sejsmicznej górotworu dla kopalń LGOM za okres 1978 - 1987

Lp.	Kopalnie	Dane	L a t a										
			1978	1979	1980	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	
I	LUBIN	Mg	7191,0	7633,4	7390,2	5871,8	6886,0	7110,8	7138,9	7346,0	7452,0	7476,8	
		P str (ha)	102,41	144,39	218,99	255,58	296,7	320,36	324,97	419,61	358,62	399,29	
		$\Sigma E 10^6 J$	1050,5248	1244,8812	1422,1450	1468,2766	1621,6423	1726,9821	1890,9080	1859,5845	2059,0219	2638,5306	
		Mg/ha	70,22	52,17	33,17	22,97	23,20	21,59	21,97	17,51	20,79	18,72	
		Nw	32	203	299	357	416	253	452	546	473	387	
II	POLKOWICE	Mg	6662,6	7070,7	7458,6	6142,3	7110,0	7390,0	7514,0	7520,0	7586,0	7425,2	
		P str (ha)	117,22	174,64	229,75	271,30	274,46	212,59	292,30	379,26	435,17	480,00	
		$\Sigma E 10^6 J$	55,8110	217,5238	750,4789	863,2125	1146,0259	1301,8108	1440,1236	1668,7101	2709,4991	3064,1765	
		Mg/ha	56,84	40,49	32,46	22,64	25,90	34,76	25,71	19,83	17,42	26,68	
		Nw	106	1	547	538	545	582	656	936	848	731	
III	RIJONA	Mg	7600,2	8750,7	9043,9	8219,0	10156,6	11308,0	11532,5	11534,0	11579,0	11650,2	
		P str (ha)	33,50	79,58	127,45	151,44	203,09	249,86	219,99	227,89	302,26	274,30	
		$\Sigma E 10^6 J$	0,7868	1,2387	10,7310	84,8514	196,0264	268,7031	370,1509	506,7638	889,6438	1750,7052	
		Mg/ha	142,06	109,96	76,96	54,27	50,01	45,26	52,42	50,61	38,30	42,47	
		Nw	-	5	38	119	164	196	210	225	312	447	

Lp.	Kopalnie	Dane	L a t a									
			1978	1979	1980	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987
IV	SIERSZOWICE	Mg	450,9	1377,6	1400,0	1330,8	1576,7	1916,2	1990,2	2030,0	2033,0	2464,4
		P str (ha)										
		$\Sigma E 10^6 J$	0,9174 2,3277 11.8797 25.6424									
		Mg/ha										
		Nw	10 12 25 29									

Dane zaliczone do grupy I i ujęte w tab.12 zostały poddane analizie korelacyjnej przy zastosowaniu współczynnika korelacji rang Spaermmana.

Użycie nieparametrycznego testu korelacji rang Spaermmana podyktowane było charakterem prób użytych do badania współzależności.

Według G.B. Nordcliffe'a [130] jednym z wypadków, w których zachodzi konieczność użycia nieparametrycznych miar korelacji, jest brak rozkładu normalnego dwuwymiarowego, lub gdy niemożliwe jest jego znormalizowanie, lub gdy próba jest zbyt mała, aby zbadać ten rozkład. W powyższych przykładach pomimo istnienia zbiorów danych w skali interwałowej wszystkie trzy czynniki mają miejsce, wskutek czego nie jest możliwe użycie klasycznego współczynnika korelacji Pearsona.

Wcześniej zostało przeprowadzone formalne testowanie zgodności rozkładu liczby wstrząsów, energii sejsmicznej oraz czynników korelowanych: głębokości eksploatacji, powierzchni oddziałów i współczynnika zaangażowania tektonicznego M z rozkładem normalnym i stwierdzono ich niezgodność przy użyciu testu χ^2 przy poziomie istotności $\alpha = 0,05$.

Użycie współczynnika korelacji rang Spaermmana wymaga jednakże większej ostrożności w interpretacji wyników, ponieważ jest on jedynie w 91% tak skuteczny w odrzuceniu H_0 jak współczynnik korelacji Pearsona.

Korelacja rangowa wskazuje jedynie na istniejący związek pomiędzy badanymi cechami, wprost lub odwrotnie proporcjonalny, przy czym termin "proporcjonalny" nie jest wyrazem matematycznej zależności dwóch zbiorów danych.

Współczynnik korelacji rang Spaermmana r_s określony jest wzorem:

$$r_s = 1 - \frac{6 \sum d_i^2}{n^3 - n}$$

gdzie:

- d_i - różnica między dwoma szeregami rang,
- n - liczebność korelowanych zbiorów danych.

Istotność korelacji odczytuje się z tablic rozkładu t - Studenta przy $n-2$ stopniach swobody, przekształcając wartość r_s do postaci t :

$$t = r_s \sqrt{\frac{n - 2}{1 - r_s^2}}$$

Istotność t można stwierdzić porównując t z wartością krytyczną t_{α} odczytaną z tablic. Gdy $t < t_{\alpha}$, to hipotezę zerową zakładającą brak związku odrzucamy.

Konsekwencjami wyboru współczynnika korelacji rang Spaermiana jest niemożność określenia matematycznej zależności pomiędzy zmiennymi objaśniającymi i objaśnianymi, a w związku z tym niemożność graficznego przedstawienia zależności.

W przedstawionych przykładach nie stosowano poprawki na równe rangi postulowane przez niektórych badaczy, opierając się na opinii o ich niewielkim wpływie na ostateczny kształt statystyki. Statystyka rangowa została już zastosowana przez G.Sagana w korelacji aktywność sejsmiczna-zaangażowanie tektoniczne w badaniach na obszarze GZW.

Analiza korelacyjna została przeprowadzona na trzech poziomach ufności $\alpha = 0,90$, $\alpha = 0,95$, $\alpha = 0,99$, przez co można określić cztery poziomy istotności określonych korelacji. Ponieważ test rangowy jest słabszy od odpowiednich testów, za związki widoczne należałoby uznać jedynie te na poziomach ufności 0,95 i 0,99.

Obliczone współczynniki korelacji oraz wyniki testowania istotności korelacji zostały przedstawione w tab.14,15,16 i 17.

Tabela 14

Wyniki obliczeń współczynnika korelacji oraz testowanie istotności korelacji dla obszaru kop. LUBIN

Dane	Nw	$\sum E (10^6 J)$	Nw/h	$\sum E/ha (10^6 J)$
H	0.536	0.536	0.750 **	0.679 **
P	0.321	0.464	-0.036	0.357
M	0.205	0.152	0.598 *	0.348

Tabela 15

Wyniki obliczeń współczynnika korelacji
oraz testowanie istotności korelacji dla obszaru kop. Polkowice

Dane	Nw	$\Sigma E (10^6 J)$	Nw/h	$\Sigma E/ha(10^6 J)$
H	-0.232	0.109	-0.568 **	-0.155
P	0.491 *	0.773***	-0.109	0.391
M	-0.561 **	-0.611 **	-0.475 *	-0.470 *

Tabela 16

Wyniki obliczeń współczynnika korelacji
oraz testowanie istotności korelacji dla obszaru kop. Rudna

Dane	Nw	$\Sigma E (10^6 J)$	Nw/h	$\Sigma E/ha(10^6 J)$
H	0.044	-0.194	-0.051	0.312
P	0.712***	0.577 **	0.049	-0.071
M	-0.247	-0.058	-0.467 *	-0.275

Tabela 17

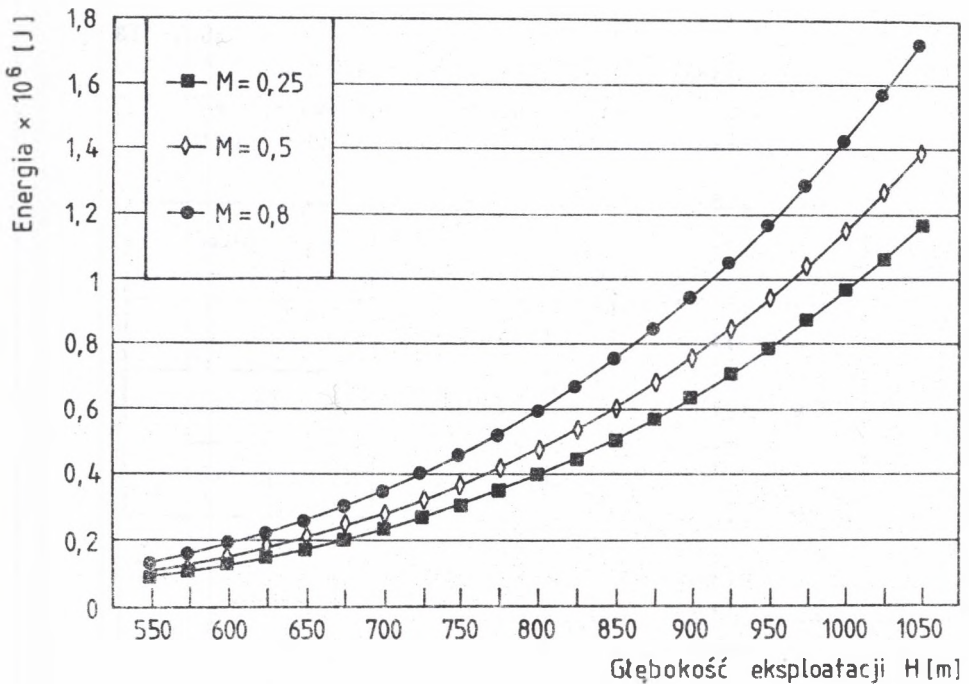
Wyniki obliczeń współczynnika korelacji
oraz testowanie istotności korelacji dla obszaru LGOM

Dane	Nw	$\Sigma E (10^6 J)$	Nw/h	$\Sigma E/ha(10^6 J)$
H	-0.561***	-0.353**	-0.454***	-0.135
P	0.691***	0.721***	0.223	0.237 *
M	-0.180	-0.227	-0.186	-0.231 *

Objaśnienia: Korelacja istotna przy:

* $\alpha = 0.90$, ** $\alpha = 0.95$, *** $\alpha = 0.99$

Zwracają uwagę dodatnie, istotne korelacje pomiędzy liczbą wstrząsów i wyzwoloną energią a powierzchnią wybranego złoża z oddziału, co jest raczej naturalnym przejawem aktywności sejsmicznej górotworu. Wszystkie, oprócz zachodzących w kopalni Lubin, korelacje ze współczynnikiem zaangażowania tektonicznego są ujemne, co przy tak zdefiniowanym współczynniku wskazuje na znaczący wpływ zuskokowania złoża na aktywność sejsmiczną. Poza tym z badań wynika, że wraz z głębokością eksploatacji średnia energia wstrząsów zmniejsza się ze wzrostem zaangażowania tektonicznego górotworu (rys.28).



Rys. 28. Średnia energia wstrząsów (10^6 J) dla LGOM w zależności od głębokości i tektonicznego zaangażowania górotworu

Fig. 28. Average shock energy (10^6 J) for the LGCD vs. depth and tectonical stress

Zastanawiający jest także ujemny wpływ głębokości na liczbę wstrząsów obserwowany w kopalni Polkowice i w przekroju całego LGOM. Być może jest to efekt oddalania się od rozłamu środkowej Odry jako strefy aktywnej sejsmicznie.

Dane zaliczone do grupy II, przedstawione w tab.13, zostały zbada-
ne także przy użyciu współczynnika korelacji rang Spaermanna, opi-
sanego w rozdziale 11. Wzięto pod uwagę czynniki górniczo-techniczne
w poszczególnych latach. Wyniki zostały przedstawione w tab. 18,19,
i 20.

Tabela 18

Współczynnik korelacji i istotność
korelacji dla czynników rozpatrywanych w
poszczególnych latach dla obszaru kop. LUBIN

Dane	Nw	E (10 ⁶ J)
Mg (tys.)	0.358	0.006
P str. (ha)	0.842***	0.927***
Mg/ha	-0.758***	-0.891***

Korelacja istotna przy:

* $\alpha = 0,90,$

** $\alpha = 0,95,$

*** $\alpha = 0,99$

Tabela 19

Współczynnik korelacji i istotność korelacji dla czynników rozpatrywanych w poszczególnych latach dla obszaru kop. POLKOWICE

Dane	Nw	E (10 ⁶ J)
Mg (tys.)	0.903***	0.697**
P str. (ha)	0.842***	0.927***
Mg/ha	-0.697 **	-0.673 **

Tabela 20

Współczynnik korelacji i istotności korelacji dla czynników rozpatrywanych w poszczególnych latach dla obszaru kop. RUDNA

Dane	Nw	E (10 ⁶ J)
Mg (tys.)	0.964***	0.964***
P str. (ha)	0.952***	0.952***
Mg/ha	-0.891***	-0.891***

Korelacja istotna przy:

- * $\alpha = 0,90,$
- ** $\alpha = 0,95,$
- *** $\alpha = 0,99$

Dane z grupy III zamieszczono w tabelach 21-27. Dotyczą one średnich wartości ilości wstrząsów i wyzwolonej energii sejsmicznej w zależności od rozpatrywanego czynnika:

Tabela 21

Zmienność Nw i E w zależności od miąższości
skał białego spągowca

m	Nw		E (10 ³ J)		n
	\bar{N}_w	S ²	\bar{E}	S ²	
0-5	19.58	264.24	32935.56	27093166542.63	36.00
5-10	8.00	165.10	2172.53	41715972.23	29.00
10-15	29.71	786.85	2693.20	24751464.08	31.00
15-20	14.22	134.40	6212.76	263500355.47	9.00
20-25	11.93	45.66	5730.59	62127474.32	15.00

Tabela 22

Zmienność Nw i E w zależności od miąższości skał węglanowych

m	Nw		E (10 ³ J)		n
	\bar{N}_w	S ²	\bar{E}	S ²	
20-30	3.60	7.84	1016.28	3046438.19	5.00
30-40	8.00	29.33	7735.70	270576898.76	12.00
40-50	10.50	82.43	3702.30	49128773.76	22.00
50-60	3.14	5.27	1623.94	6271851.75	7.00
60-70	23.38	518.17	20287.68	16227638407.38	61.00
70-80	20.44	360.47	1578.56	4160728.90	9.00
80-90	47.00	303.50	7890.65	38800017.45	4.00

Tabela 23

Zmienność N_w i E w zależności od wytrzymałości na ściskanie skał węglanowych

MPa	N_w		$E (10^3 J)$		n
	N_w	S^2	\bar{E}	S^2	
90 - 100	6.71	27.03	5759.40	201265306.53	17.00
100 - 110	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
110 - 120	44.67	172.22	1082.77	103725.63	3.00
120 - 130	15.31	253.71	25077.38	20506182705.72	48.00
130 - 140	12.78	114.17	1451.78	4344707.37	9.00
140 - 150	9.38	81.93	133.27	13785.33	13.00
150 - 160	32.47	948.25	7566.55	64868776.69	19.00
160 - 170	29.82	351.79	964.65	2381314.60	11.00

Tabela 24

Zmienność N_w i E w zależności od współczynnika zaangażowania tektonicznego

M_{kl}	N_w		$E (10^3 J)$		n
	\bar{N}	S^2	\bar{E}	S^2	
0.90 < M < 1.00	0	0	0	0	0
0.75 < M < 0.90	18.31	266.06	2900.24	58923103.88	26.00
0.50 < M < 0.75	20.87	527.15	16750.36	13921467657.84	71.00
0.25 < M < 0.50	8.27	106.20	9546.12	540824285.44	15.00
0.00 < M < 0.25	10.38	11.98	8271.60	95610275.30	8.00

Tabela 25

Zależność N_w i E od długości frontu eksploatacji

d.f.ekspł. m	N_w		$E (10^3 J)$		n
	\bar{N}_w	S^2	\bar{E}	S^2	
100-150	14.17	149.14	705.00	504966.78	6.00
150-200	23.50	70.25	5325.38	32509217.52	4.00
200-250	20.97	781.50	4500.78	85251993.99	34.00
250-300	13.28	202.82	28860.43	25012949319.28	39.00
300-350	20.79	280.74	8946.79	533972696.06	14.00
350-400	14.71	162.78	2407.87	31374885.97	7.00
400-450	19.67	88.22	121.80	12289.71	3.00
450-500	30.17	567.81	3883.27	18055414.16	6.00
500-550	29.25	78.19	956.23	573246.91	4.00

Tabela 26

Zmienność N_w i E w zależności od wybiegu frontu od granicy pola

W.f. gran (m)	N_w		$E (10^3 J)$		n
	\bar{N}_w	S^2	\bar{E}	S^2	
0 - 50	9.40	96.64	353.03	142259.26	10.00
50 - 100	11.80	163.76	391.40	289690.62	5.00
100 - 150	7.50	23.92	705.33	868227.55	12.00
150 - 200	9.00	23.00	165.28	16760.36	6.00
200 - 250	17.36	251.37	5719.09	179318088.15	14.00
250 - 300	21.82	253.97	100130.29	82014381690.50	11.00
300 - 350	32.00	289.14	3770.44	30308205.06	7.00
350 - 400	34.10	1489.89	2038.91	24739813.15	10.00
400 - 450	25.75	545.94	3768.93	29758022.84	8.00
450 - 500	16.70	323.61	2391.73	23173940.39	10.00
500 - 550	13.89	120.99	9491.90	127216453.82	9.00
550 - 600	4.67	4.22	2542.23	11702703.84	3.00
600 - 650	26.20	549.36	7873.82	233893451.11	5.00
650 - 700	5.00	9.00	2538.70	105170.49	2.00
700 - 750	22.00	389.71	5506.33	70779651.34	7.00

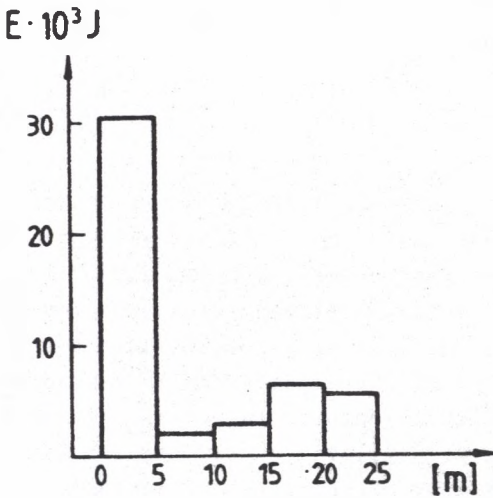
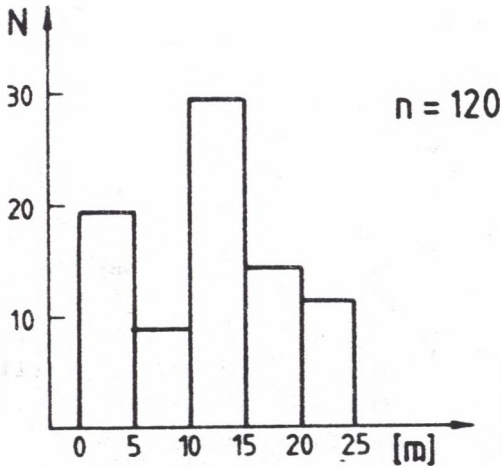
Tabela 27

Zmienność Nw i E w zależności od powierzchni wybranej

P wbr (ha)	Nw		E (10 ³ J)		n
	\bar{Nw}	S ²	\bar{E}	S ²	
0 - 5	4.50	22.58	78.77	2690.88	6.00
5 - 10	2.80	2.56	277.46	145532.52	5.00
10 - 15	5.25	39.69	172.04	153788.03	12.00
15 - 20	9.87	164.12	2466.52	14220734.91	15.00
20 - 25	20.62	166.24	78045.53	71163558755.75	13.00
25 - 30	31.00	1413.33	13545.36	644808134.96	12.00
30 - 35	24.78	486.62	4697.92	142868652.86	9.00
35 - 40	18.25	197.35	6520.57	204738933.80	12.00
40 - 45	26.00	243.00	673.73	449795.80	10.00
45 - 50	16.55	130.61	7052.90	75170598.99	11.00
50 - 55	31.60	281.84	4689.86	36545035.15	5.00
55 - 60	15.33	213.89	844.47	1071264.74	6.00
60 - 65	20.67	46.22	3680.50	5472152.42	3.00

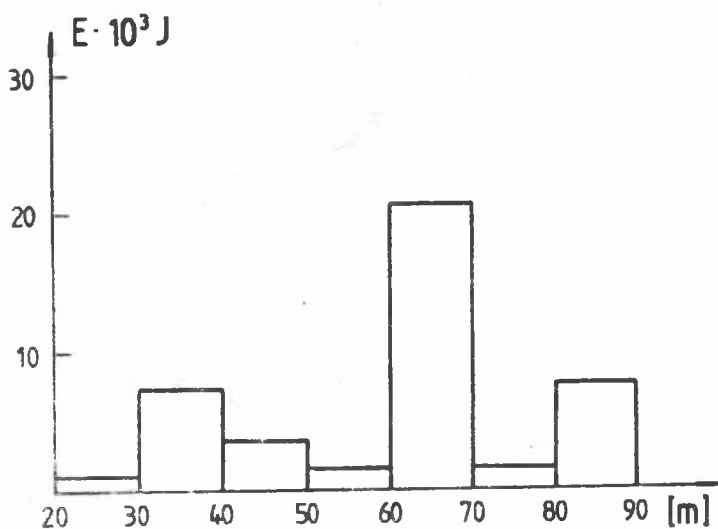
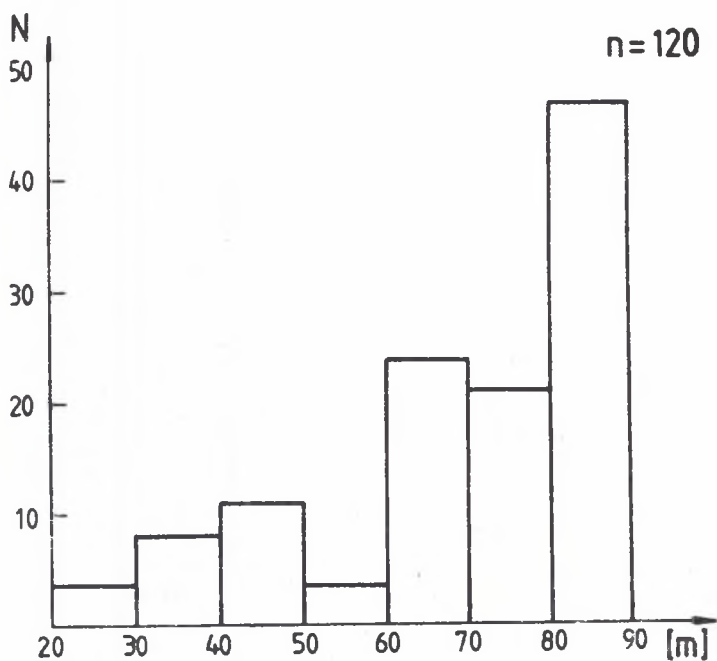
Histogramy zmienności wartości średnich w zależności od poszczególnych czynników warunkujących istnienie aktywności sejsmicznej górotworu przedstawione zostały na rysunkach 29 - 35.

Z uwagi na fakt, że prezentowane histogramy są obrazem wartości średnich, konieczne było statystyczne ustosunkowanie się do istotności różnic poszczególnych wartości średnich w każdym z analizowanych przypadków. Jeżeli różnice te byłyby istotne z punktu widzenia statystyki przy założonym poziomie istotności, oznaczałoby to, że prezentowane histogramy odzwierciedlają w sposób rzetelny zmienność aktywności sejsmicznej, w zależności od danego czynnika.



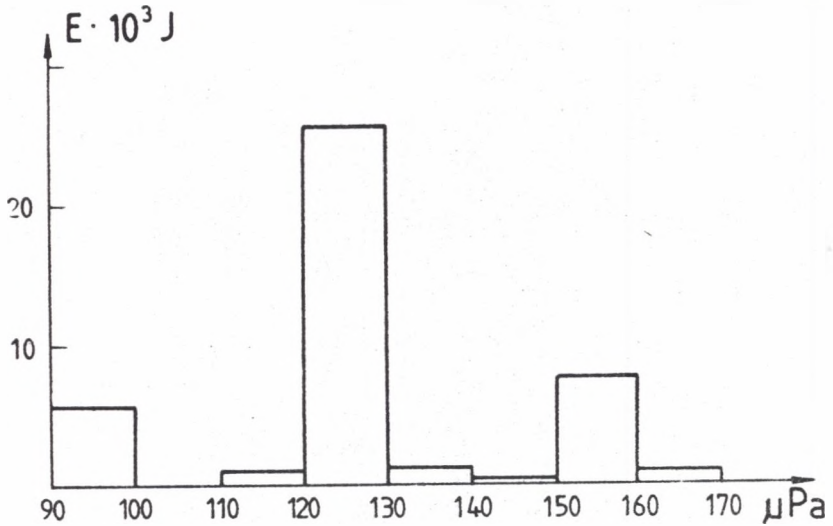
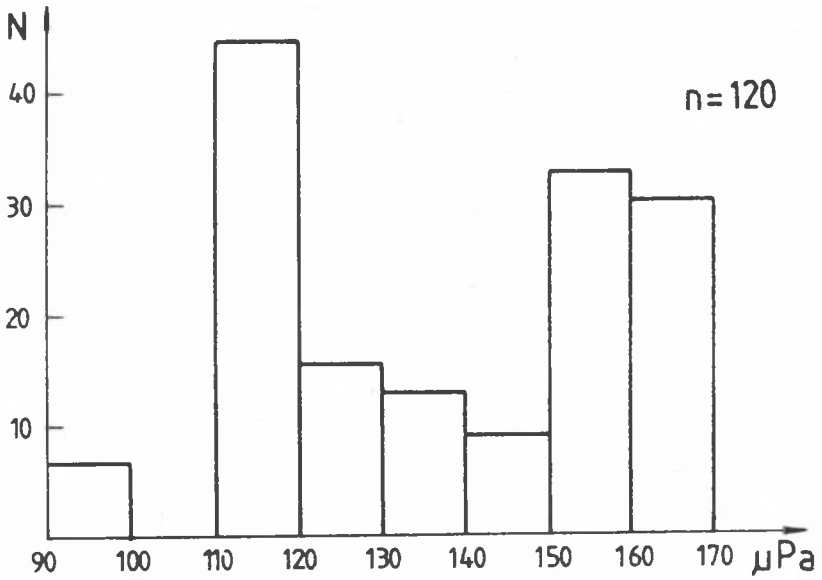
Rys. 29. Histogramy rozkładu liczby wstrząsów górotworu i ich energii w zależności od miąższości skał białego spągowca

Fig. 29. Bar charts of shock number distribution and energy of shocks vs. thickness of white sandstone rocks



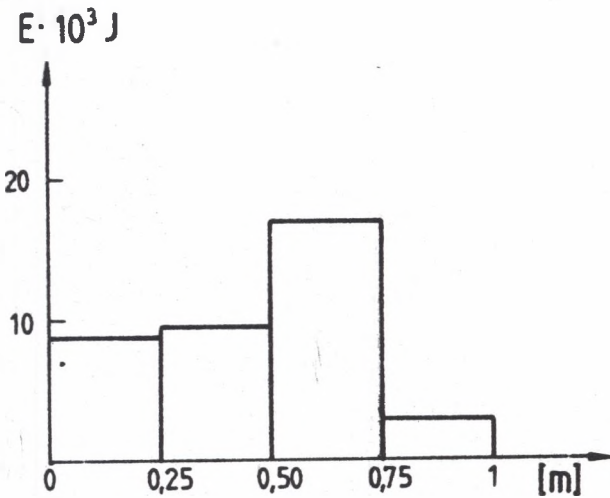
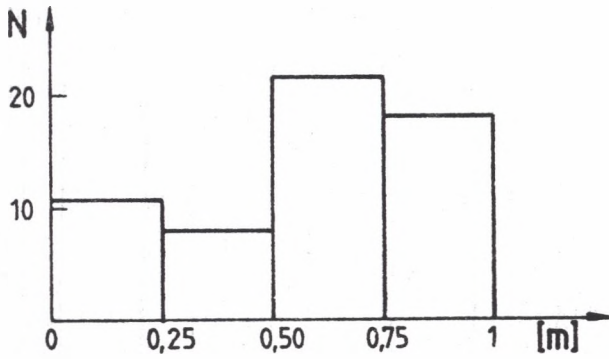
rys. 30. Histogramy rozkładu liczby wstrząsów i ich energii w zależności od miąższości skał węglanowych

Fig. 30. Bar charts of shock number distribution and energy of shocks vs. thickness of carbonate rocks



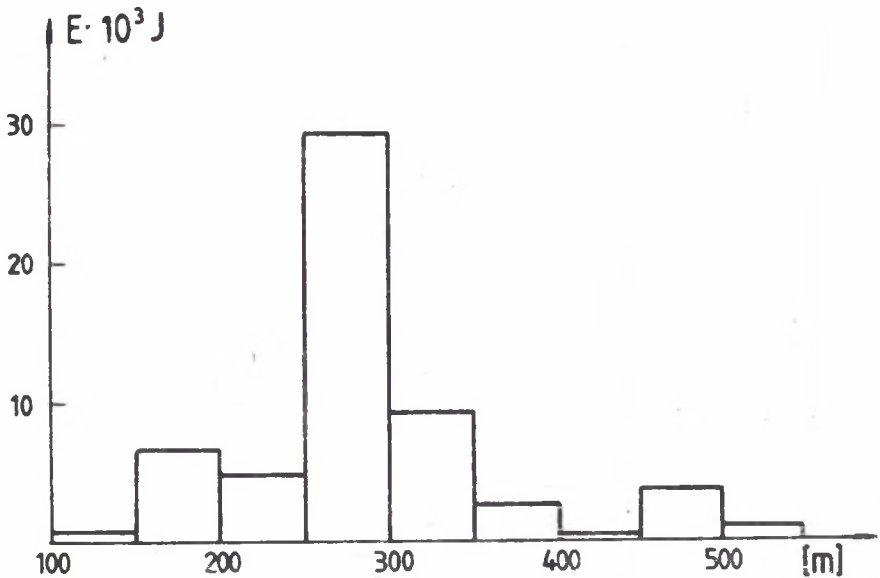
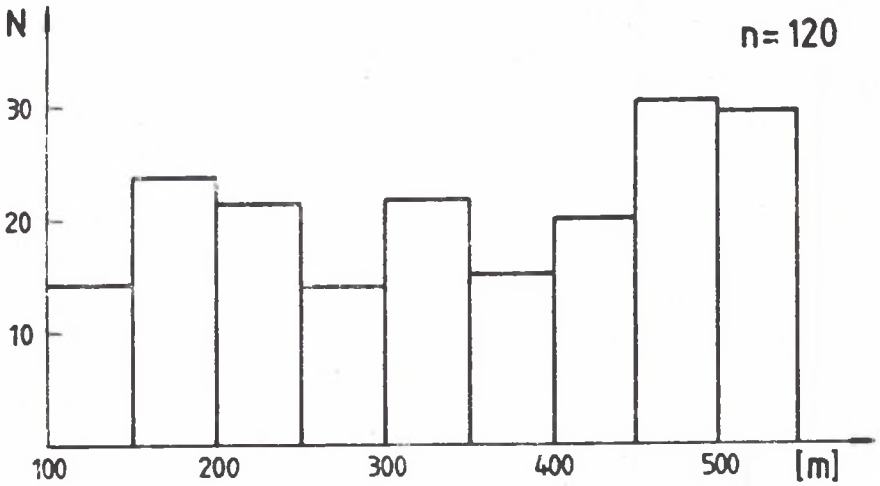
Rys. 31. Histogramy rozkładu liczby wstrząsów i ich energii w zależności od wytrzymałości na ściskanie skał węglanowych

Fig. 31. Bar charts of shock number distribution and energy of shocks vs. compressive strenght of carbonate rocks



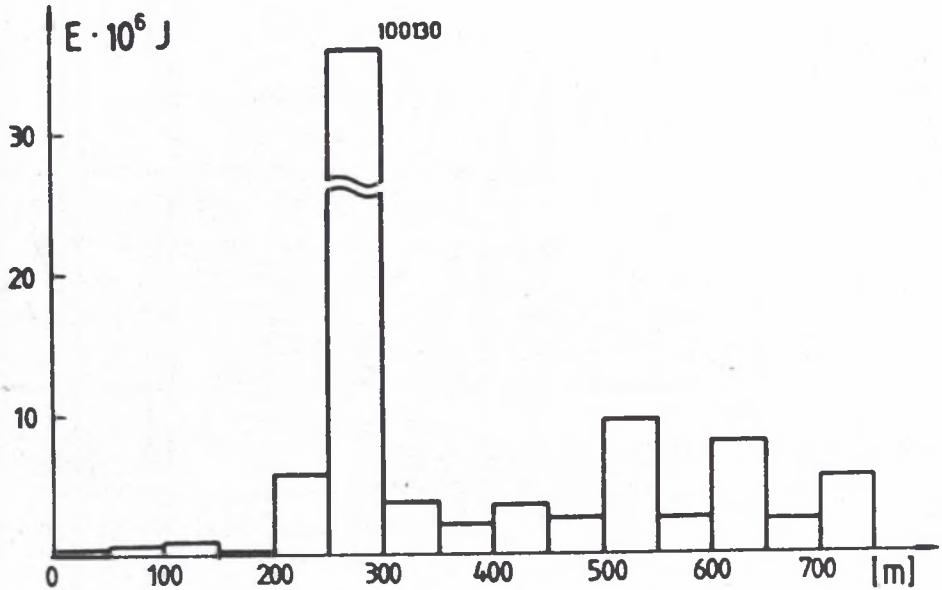
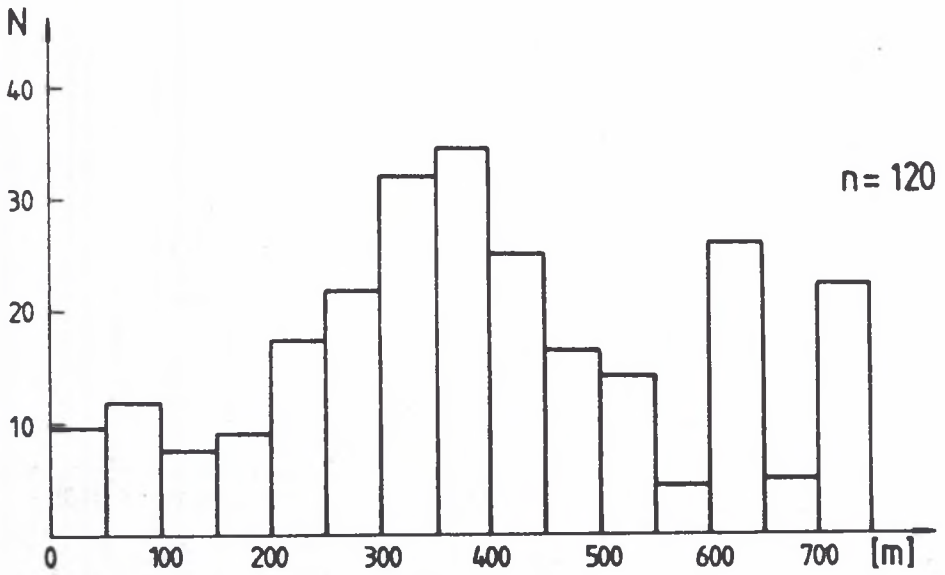
Rys. 32. Histogramy rozkładu liczby wstrząsów i ich energii w zależności od wielkości współczynnika tektonicznego M

Fig. 32. Bar charts of shock number distribution and energy of shocks vs. coefficient of tectonic stress M



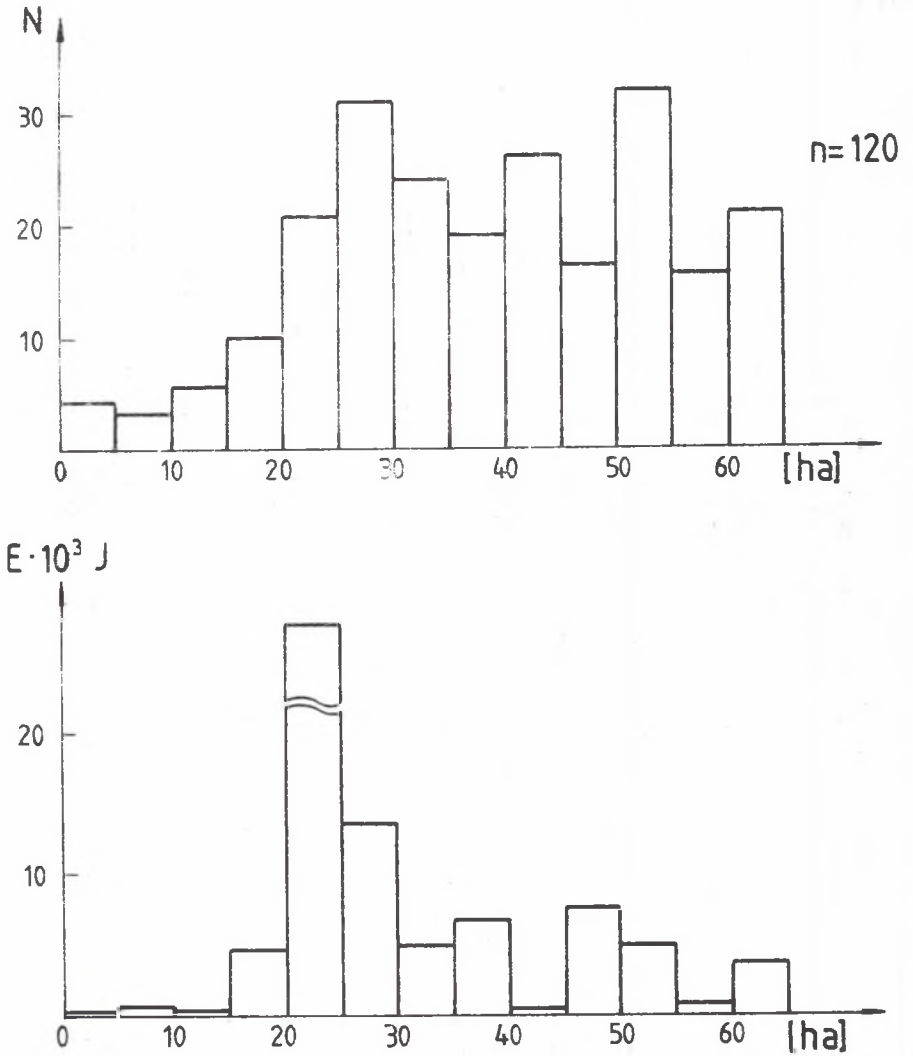
Rys. 33. Histogramy rozkładu od liczby wstrząsów i ich energii w zależności od długości frontów eksploatacyjnych

Fig. 33. Bar charts of shock number distribution and energy of shocks vs. length of work fronts



Rys. 34. Histogramy rozkładu liczby wstrząsów i ich energii w zależności od wybiegu frontu od granicy pola

Fig. 34. Bar charts of shock number distribution and energy of shocks vs. distance of panel retreating work front



Rys. 35. Histogramy rozkładu liczby wstrząsów i ich energii w zależności od wielkości powierzchni wybranego złoża

Fig. 35. Bar charts of shock number distribution and energy of shocks vs. area of deposit already exploited

W celu zbadania istotności różnic wartości średnich na poszczególnych histogramach posłużono się testem dla dwóch średnich [54], a ściślej modelem nr 3 [54], który dopuszcza testowanie populacji o dowolnym rozkładzie i o nieznanymi wariancjach populacji. Ponieważ zarówno rozkład ilości wstrząsów, jak i rozkład energii nie są rozkładami normalnymi, jest to statystyka możliwa do zastosowania w tym przypadku.

Statystyka testowa u określona jest wzorem:

$$u = \frac{x_1 - x_2}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}}$$

gdzie: x_1, x_2 - średnie z próby,
 n_1, n_2 - liczebności prób,
 s_1^2, s_2^2 - wariancja z próby.

Hipotezę statystyczną zerową będzie w tym wypadku H_0 :

$$x_1 = x_2: \text{ wobec hipotezy alternatywnej } H_1: x_1 < > x_2.$$

Jeśli obliczona wartość statystyki u jest mniejsza (dla $u < 0$) lub większa (dla $u > 0$) od wartości krytycznej u_{α} dla określonego poziomu istotności α , to znaczy, że dwie porównywane średnie są istotnie statystycznie różne. Wartość u_{α} odczytywana jest z tablic rozkładu normalnego $N(0,1)$, tak by suma obszarów krytycznych z obu stron była równa 0,05, tzn. 0,025 dla obszaru lewostronnego i 0,025 dla prawostronnego (hipoteza alternatywna zakłada różnicę, a nie większość):

Wielkość u_{α} dla $P(u < = u_{\alpha}) = 0,025$ wynosi - 1,96 lub 1,96. Wyniki testowania zostały przedstawione w formie tabelarycznej dla poszczególnych histogramów.

Zastosowanie metod statystycznych do zagadnień sejsmicznych podano również w pracach [16,17,18,28,116,160,166,183,184].

Tabela 28

Wyniki testowania istotności różnic średnich ilości wstrząsów w zależności od miąższości skał białego spągowca

- a) dla ilości wstrząsów,
- b) dla wyzwolonej energii sejsmicznej,
- x różnice statystycznie nieistotne,
- n różnice nieoznaczone,
- różnice istotne

a)

	1	2	3	4
5		x		x
4	x	x	x	
3	x			
2				

b)

	1	2	3	4
5	x	x	x	x
4	x	x	x	
3	x	x		
2	x			

Tabela 29

Wyniki testowania istotności różnic średnich ilości wstrząsów w zależności od miąższości skał węglanowych

a)

	1	2	3	4	5	6
7						
6		x	x		x	
5						
4	x					
3		x				
2						

b)

	1	2	3	4	5	6
7		x	x	x	x	x
6	x	x	x	x	x	
5	x	x	x	x		
4	x	x	x			
3	x	x				
2	x					

Tabela 30

Wyniki testowania istotności różnic średnich ilości wstrząsów w zależności od wytrzymałości na ściskanie skał węglanowych

a)

	1	2	3	4	5	6	7
8		n	x				x
7		n	x				
6	x	n		x	x		
5	x	n		x			
4		n					
3		n					
2	n						

b)

	1	2	3	4	5	6	7
8	x	n	x	x	x	x	
7	x	n		x			
6	x	n		x	x		
5	x	n	x	x			
4	x	n	x				
3	x	n					
2	n						

Tabela 31

Wyniki testowania istotności różnic średnich ilości wstrząsów w zależności od wielkości współczynnika tektonicznego

a)

	1	2	3
4			x
3			
2	x		

b)

	1	2	3
4	x	x	x
3	x	x	
2	x		

Tabela 32

Wyniki testowania istotności różnic średnich ilości wstrząsów w zależności od długości frontu eksploatacji

a)

	1	2	3	4	5	6	7	8
9		x	x		x		x	x
8	x	x	x	x	x	x	x	
7	x	x	x	x	x	x		
6	x	x	x	x	x			
5	x	x	x	x				
4	x		x					
3	x	x						
2	x							

b)

	1	2	3	4	5	6	7	8
9	x	x		x	x	x		x
8	x	x	x	x	x	x		
7	x	x		x	x	x		
6	x	x	x	x	x			
5	x	x	x	x				
4	x	x	x					
3		x						
2	x							

Mięszczość skał białego spągowca - (rys.29) - wykres zależności ilości wstrząsów od zróżnicowania miąższowości osiąga istotne obniżenie ilości wstrząsów w przedziałach 5-10 m i powyżej 20 m oraz istotne podniesienie ilości wstrząsów dla przedziałów 0-5 i 10-15 m. Histogram zależności energii jest nieistotny na całej swej długości i jako taki nie daje podstaw do dokładniejszej analizy.

Mięszczość skał węglanowych (rys.30)-histogram ilości wstrząsów w zasadzie odzwierciedla istotne zróżnicowanie ilości wstrząsów. Pierwsze maksimum występuje w zakresie 30-50 m, a następnie ilość wstrząsów rośnie powyżej 60 m. Minima to przedziały 20-30 m i 50-60 m istotnie zróżnicowane od sąsiednich maksimów. Histogram energii - nieistotny prawie w całym zakresie.

Wytrzymałość na ściskanie skał węglanowych przedstawia rys.31. Histogram ilości wstrząsów posiada istotne maxima dla przedziałów 110-120 oraz powyżej 150 i istotne minima w przedziałach do 110 i 120-150. Nie ma zróżnicowania pomiędzy minimami i maximami. Histogram sumy energii - zwraca uwagę jedynie przedział 150-160 różniący się istotnie od 4 innych przedziałów. Obserwuje się istotny wzrost energii w tym przedziale.

Współczynnik zaangażowania tektonicznego przedstawia rys.32. Zwiększenie przeciętnej ilości wstrząsów dla przedziałów powyżej 0.50 (średnie zaangażowanie) wymaga dokładniejszej analizy, ponieważ jest to niezgodne z wcześniejszymi danymi, z których wynika, że spadek zaangażowania tektonicznego powinien powodować spadek liczby wstrząsów. Histogram zróżnicowania energii nieistotny w całym zakresie.

Długość frontu eksploatacji przedstawia rys.33. Histogram pierwszy praktycznie nieistotnie zróżnicowany. Jedynie przedział 2 (150-200) i 9 (500-550) istotnie różnią się od najmniejszych wartości histogramu. Histogram wyzwolonej energii wykazuje maksimum w przedziale 250-300 różniący się istotnie od najmniejszych wartości. Przedział 400-450 wykazuje natomiast najsilniejsze cechy minimum.

Wybieg frontu od granicy pola przedstawia rys.34. Histogram ilości wstrząsów wykazuje istotne maximum w przedziale 350-400m sukcesywnie narastające od wartości ok. 200 m do 550 m. Ponadto występują dwa lokalne maxima w przedziałach 600-650 i 700-750 istotnie oddzielone od sąsiadujących z nimi minimów. Przymuszalnie przyjęcie zbyt małej szerokości przedziału różnicującego spowodowało rozbitcie końcówki histogramu na dwa maxima. Histogram jest w zasadzie zróżnicowany nieistotnie (nawet w przypadku przedziału 250-300 m). Słabe zróżnicowanie wykazuje jedynie przedział 11 (500-550 maximum) i 14 (650-700 minimum).

Wielkość powierzchni wybranego złoża przedstawia rys.35. Histogram ilości wstrząsów wskazuje na istotnie mniejsze ilości wstrząsów do wielkości 20 ha i skokowy, nagły wzrost ich ilości ponad 20 ha. Wydaje się, że tu również przyjęto zbyt małą szerokość przedziału. Histogram wyzwolonej energii wskazuje jedynie słabe maxima w przedziałach 10 (45-50 ha) i 4 (15-20 ha) i minimum w zakresie 3 pierwszych przedziałów 0-15 ha.

Zależność liczby wstrząsów od analizowanych czynników geologicznych (miąższość skał białego spągowca, miąższość skał węglanowych, wytrzymałość na ściskanie skał węglanowych), a także czynników górniczo-technicznych (długość frontu eksploatacji, wybieg frontu od calizny), przebiega w charakterystyczny, podobny w każdym przypadku sposób w badanych zakresach zmienności. Rozkład ten może być aproksymowany krzywą potęgową trzeciego stopnia z dodatnim współczynnikiem przy x^3 .

W dalszym ciągu zostanie omówiony wpływ systemów eksploatacji na aktywność sejsmiczną górotworu.

Dane zestawione w tab.35a przedstawiają obraz stosowanych odmian systemu filarowo-komorowego stosowanego w eksploatacji złoża rud miedzi. Do odmian powyższych zaliczyć można: jedno- lub dwufazową eksploatację złoża z zawałem stropu, eksploatację z podszadką, rozcięcie prowadzone przez 2 lub 3-4 wyrobiska przygotowawcze oraz jako czynnik dodatkowy rodzaj sąsiedztwa eksploatawanego obszaru (calizna, zroby z jednej lub obydwu stron).

Ze względu na małą próbę statystyczną niemożliwe okazało się dokonanie analizy wpływu użycia podsadzki (jedynie dwa oddziały na kopalni Rudna eksploatowane były z jej użyciem: (G_R-4 i G_R-6) natomiast wpływ sąsiedztwa starych zrobów ze względu na wycinkową ilość danych i silną zmienność tego czynnika nie gwarantował rzetelnego opracowania ilościowego.

W związku z powyższym analizie statystycznej poddano wpływ eksploatacji 1-lub 2-fazowej oraz rodzaj rozcięcia złoża 2 lub 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi. Dane powyższe zostały skorelowane z parametrami sejsmicznymi: ilością wstrząsów oraz sumą wywołanej energii sejsmicznej na jednostkę powierzchni oddziałów.

Przeliczenie na jednostki powierzchni pozwala uniezależnić się od faktu różnej długości eksploatacji w poszczególnych oddziałach, gdyż wyeksploatowana powierzchnia jest ściśle skorelowana z czasem pracy oddziału.

Analiza związku została przeprowadzona przy użyciu punktowego, dwuszeregowego współczynnika korelacji r_{pb} [54] pozwalającego na porównanie dwóch grup: zmiennej ciągłej Y (w tym przypadku parametry sejsmiczne), której podział warunkowany jest przez stan zmiennej dychotomicznej X (w tym przypadku odmiana systemu eksploatacji lub rozcięcia złoża). Statystyka testowa wyrażona jest wzorem:

$$r_{pb} = \frac{\bar{Y}_1 - \bar{Y}_0}{\hat{S}_Y} \sqrt{\frac{n_1}{n} \frac{n_0}{(n-1)}}$$

gdzie:

- \bar{Y}_0 - średnia zmiennej Y dla X = 0,
- \bar{Y}_1 - średnia zmiennej Y dla X = 1,
- \hat{S}_Y - odchylenie standardowe zmiennej Y,
- n_0, n_1 - liczebności podgrup dla X = 0 i X = 1,
- n - liczebność próby (n = n₀ + n₁).

Ponieważ rozkład zmiennych Y w postaci źródłowej nie okazał się rozkładem normalnym, zastosowano przekształcenie logarytmiczne obu parametrów sejsmicznych.

Tabela 35a

Sejsmiczność na tle zróżnicowania systemów eksploatacji
na obszarach górniczych kopalń LGOM

Kop.	Oddz.	Zawał Pods.	1-fazowy 2-fazowy	2-wyr.prz. 3-4 wyrob. przygot.	Nw/ h	E (10 ⁶ J /ha)	1 og (Nw+1)	1 og (E+1)
LUBIN	G-7	z	1F	2	0.23	0.23	0.090	0.090
	G-9	z	1F	3-4	13.99	23.51	1.175	1.389
	G-6	z	12F	2	9.75	7.09	1.031	0.908
	G-10	z	1F	2	10.86	13.35	1.074	1.156
	G-3	z	12F	2	3.66	1.86	0.668	0.456
	G-5	z	12F	2	6.39	2.74	0.869	0.572
	G-4	z	12F	3-4	3.76	0.92	0.678	0.283
	G-2	z	2F	3-4	0	0	0	0
POLKOWICE	G-31	z	2F	3-4	0.22	0.44	0.086	0.158
	G-32	z	1F	2	7.53	2.80	0.931	0.580
	G-33	z	1F	2	8.76	3.66	0.990	0.668
	G-12	z	1F	2	2.64	0.27	0.561	0.104
	G-14	z	1F	2	4.89	5.24	0.770	0.795
	G-12s	z	1F	2	9.46	4.17	1.020	0.713
	G-31s	z	1F	2	7.80	1.38	0.944	0.376
	G-22	z	1F	2	10.58	1.28	1.064	0.358
	G-23	z	1F	2	19.48	16.25	1.311	1.237
	G-21	z	1F	3-4	0.56	22.11	0.193	1.358
	G-21s	z	1F	3-4	6.96	2.62	0.901	0.559
	G-12a	z	1F	2	3.13	2.09	0.616	0.490
	RUDNA	G-13	z	1F	3-4	4.67	0.93	0.754
G-15		z	1F	3-4	3.35	0.60	0.638	0.204
G-3		z	1F	2	0.48	1.63	0.170	0.420
G-4		p	2F	3-4	5.98	1.59	0.844	0.413
G-6		p	2F	3-4	0.26	0.26	0.100	0.100
G-11		z	1F	3-4	3.92	2.41	0.692	0.533
G-14		przyg						
G-14a		przyg						
G-3a		z	1F	3-4	3.25	6.49	0.629	0.874
G-5		z	1F	3-4	1.06	1.62	0.314	0.418
G-11a		z	1F	3-4	1.50	1.25	0.398	0.352
G-1		p	2F	3-4	0.80	0.17	0.255	0.068
SIERO- SZOŁCIE		G-21	z	1F	3-4	2.26	0.81	0.513
	G-24	z	1F	3-4	0.03	0.0003	0.013	0.0001

Puntowy dwuszeregowy współczynnik korelacji zmienia się w zakresie $\langle -1, +1 \rangle$ podobnie jak klasyczny współczynnik korelacji Pearsona. Istotność korelacji może być testowana przez aproksymację r_{pb} wartością t równą:

$$t = r_{pb} \sqrt{\frac{n - 1}{1 - r_{pb}^2}}$$

przy $n - 2$ stopniach swobody.

W tab.35b przedstawiono wyniki obliczeń współczynnika korelacji poszczególnych kombinacji parametrów górniczo-technicznych oraz sejsmicznych dla kopalń Lubin, Polkowice, Rudna i Sieroszowice.

Tabela 35b

Wyniki obliczeń punktowego dwuszeregowego współczynnika korelacji dla różnych systemów eksploatacji i warunków sejsmicznych kopalń Lubin, Polkowice, Rudna i Sieroszowice

System eksploatacji		Nw	E (10 ⁶ J)
Fazowość eksploatacji	1-fazowy	-0.102	-0.079
	2-fazowy		
Metoda rozcięcia	2-wyrob.przyg.	-0.422 ***	-0.155
	3-4 wyrob.przyg.		

*** korelacja istotna przy poziomie istotności $\alpha = 0,05$

Jak widać, jedynie związek ilości zjawisk ze sposobem rozcięcia złoża 2 lub 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi jest w pewnym stopniu istotny statystycznie. Wskazuje on, że przy zastosowaniu rozcięcia 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi sejsmiczność wyrażona

ilością zjawisk jest mniejsza niż przy zastosowaniu rozcięcia za pomocą 2 wyrobisk przygotowawczych. Relacja pomiędzy fazowością eksploatacji oraz parametrami sejsmicznymi jest nieistotna, choć ujemny współczynnik korelacji wskazuje na mniejszą sejsmiczność przy systemie dwufazowym; jest to jednak tendencja statystycznie nieistotna, choć potwierdzająca się w praktyce.

Ponieważ eksploatacja w obszarze kopalni Rudna przebiega w odmiennych warunkach geologicznych (niż w pozostałych kopalniach) mogących mieć wpływ na badane powyżej zależności, zdecydowano się na przeprowadzenie także podobnej analizy dla kopalń Lubin, Polkowice i Sieroszowice z pominięciem obszaru kopalni Rudna. Wyniki tak przeprowadzonego porównania przedstawiono w tab.35c.

Tabela 35c

Wyniki obliczeń punktowego dwuzeregowego współczynnika korelacji dla różnych systemów eksploatacji z obszaru LGOM (z pominięciem obszaru kop. Rudna)

System eksploatacji		Nw	E (10 ⁶ J)
Fazowość eksploatacji	1-fazowy	-0.233	-0.253
	2-fazowy		
Metoda rozcięcia	2-wyrob.przygot.	-0.501 ****	-0.122
	3-4 wyrob.przygot.		

**** korelacja istotna przy poziomie istotności $\alpha = 0.02$

Rezultat obliczeń jest podobny jak w przypadku całego LGOM, podwyższona została jedynie istotność stwierdzonego związku, który mówi, że dla systemu 3-4 wyrob.przygot. sejsmiczność jest istotnie niższa niż dla systemu 2 wyrob.przygot.; odnosi się to jedynie do ilości zjawisk.

Wyizolowany obszar kopalni Rudna poddano natomiast badaniu przy uwzględnieniu łącznie 2 czynników: zawału (podsadzki) oraz jedno- lub dwufazowości: oddziały eksploatowane na zawał były

jednocześnie eksploatowane systemem 1-fazowym. Próba statystyczna w tym przypadku obejmowała jedynie 10 oddziałów. Wyniki prezentowane są w tab.35d.

Tabela 35d

wyniki obliczeń współczynników korelacji
dla systemów eksploatacji i sejsmiczności kopalni Rudna

System eksploatacji	Nw	E (10 ⁶ J)
zawał + 1-fazowy / podsadzka + 2-fazowy	-0.209	-0.514 **

** korelacja istotna przy $\alpha = 0.1$

Rezultaty powyższe (tab.35d) potwierdzają znaną z praktyki zależność o tonizującym wpływie podsadzki na aktywność sejsmiczną górotworu aczkolwiek wynik nie daje odpowiedzi na pytanie, który z czynników (2-fazowość czy fakt zastosowania podsadzki) w tym konkretnym badaniu ma większy wpływ. Jednak z poprzednich obliczeń (tab.35b i 35c) został wysunięty wniosek o statystycznie nieistotnym wpływie fazowości na sejsmiczność oddziału. Zatem jedynie fakt zastosowania podsadzki jest czynnikiem zmniejszającym ilość wyzwolonej energii sejsmicznej, choć nie można wykluczyć współdziałania zastosowania jednocześnie 2-fazowego rozcięcia oraz podsadzki jako kombinacji dającej dobre rezultaty.

Analiza nie stwierdza istotnego wpływu stosowania podsadzki na ilość zjawisk sejsmicznych (jako jedną z miar aktywności górotworu), ujemny znak współczynnika korelacji sugeruje tendencję do zmniejszania się liczby wstrząsów po zastosowaniu kombinacji systemu 2-fazowego z podsadzką.

Z powyższych danych wynika, że na aktywność sejsmiczną, ogólnie biorąc, nie ma istotnego wpływu rozcięcie 2 lub 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi, co nie jest zgodne z obliczeniami z tabel 35b i 35c. Jednak poprzednie obliczenia wpływu metody rozcięcia wykonane były bez równoczesnego uwzględnienia fazowości

Określenie współczynników korelacji dla oddziałów
z kopalń Lubin, Polkowice i Sieroszowice dla systemu
1-fazowego z zawałem stropu rozciętego 2
i 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi

System eksploatacji		Nw	E (10 ⁶ J)	Uwagi
Jedno- fazowy	2-wyrob.przygot. 3-4 wyrob.przygot.	-0.151	+0.123	11 oddziałów 2 wyrob.przy. 5 oddziałów 3-4 wyrob. przygot.

eksploatacji, natomiast obecnie brano pod uwagę tylko oddziały eksploatowane jednofazowo. Analiza ta została przeprowadzona, aby sprawdzić, czy sposób rozcięcia złoża (2 lub 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi) ma wpływ na sejsmiczność przy zachowaniu niezmienniej fazowości eksploatacji.

Poprzednia interpretacja wskazała na mniejszą sejsmiczność dla rozcięcia 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi, obecna tak wyrażenie na to nie wskazuje. Sugerowałoby to mimo wszystko, że najkorzystniejszą kombinacją systemu wybierania złoża z punktu widzenia aktywności sejsmicznej górotworu jest współdziałanie faktu zastosowania dwufazowej eksploatacji wraz z rozcięciem 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi. Przeprowadzenie podobnej analizy, lecz dla eksploatacji 2-fazowej nie było możliwe z uwagi na fakt, że oddziały eksploatowane 2-fazowo były jednocześnie rozcinane 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi.

Z przedstawionego materiału wynika, że system wybierania z podszkłą wpływa na zmniejszenie wyzwolonej energii, a ilość wyrobisk przygotowawczych ma wpływ na ilość wstrząsów. A zatem wybierając złoże systemem dwufazowym na zawał z 3-4 wyrobiskami przygotowawczymi, będziemy mieć rzadkie i dość silne wstrząsy.

Poza tym analiza wykazała, że stosowanie podszkły (dane tylko z trzech oddziałów kopalni Rudna) zmniejsza aktywność sejsmiczną górotworu.

12. OKREŚLENIE REJONÓW SZCZEGÓLNIE NIEBEZPIECZNYCH POD WZGLĘDEM WYSTĘPOWANIA WSTRZĄSÓW GÓRNICZYCH I TĄPAŃ

Wydzielając rejony szczególnie niebezpieczne pod względem występowania dynamicznych zagrożeń od ciśnienia górotworu należy uwzględnić przyczyny górnicze oraz pochodzenia naturalnego powodujące powstawanie takich rejonów.

Z punktu widzenia budowy geologicznej złoża obszary niebezpieczne utworzone są przez:

- 1) strefy występowania piaskowców o spoiwie anhydrytowym,
- 2) obszary złoża silnie zaangażowane tektonicznie,
- 3) strefy przy uskokach.

Jako przykład związku, jaki zachodzi między występowaniem wstrząsów i tąpnięć a tektonicznym zaangażowaniem złoża, można wskazać oddziały G_p-31 , G_p-32 , G_p-33 kopalni Polkowice oraz G_R-11 , G_R-12 i G_R-13 kopalni Rudna. Oddziały te charakteryzują się dużą aktywnością sejsmiczną oraz dużym tektonicznym zaangażowaniem złoża. Charakteryzują się one większą niż w innych oddziałach liczbą występowania wstrząsów, tąpnięć oraz energii wyemitowanej z górotworu na jednostkę powierzchni.

Rejony złoża przewidziane do eksploatacji (projektowane) o takim zaangażowaniu tektonicznym jak ww. oddziały kopalni Polkowice i Rudna ($M < 0,50$) należy zaliczyć do obszarów niebezpiecznych z punktu widzenia występowania wstrząsów górniczych i tąpnięć. Dominować tu będą jednak wstrząsy niskoenergetyczne o $E \leq 10^5$ J.

Natomiast w wyniku nieprawidłowej eksploatacji złoża rejony niebezpieczne tworzą przede wszystkim nie wybrane partie złoża w sąsiedztwie zrobów oraz pozostawione filary graniczne.

W oddziałach np. G_L-7 i G_L-9 kopalni Lubin oraz G_p-21 kopalni Polkowice natężenie wstrząsów i tąpnięć występowało w związku z pozostawionym filarem granicznym między tymi kopalniami. Jest to ewidentny przykład wskazujący na przyczynę nierównomiernego rozkładu naprężeń w górotworze i w konsekwencji dużej aktywności sejsmicznej rejonu.

13. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Przeprowadzona dla kopalń Lubin, Polkowice, Rudna i Sieroszowice analiza zależności zachodzących między czynnikami geologiczno-górnictwicznymi a liczbą wstrząsów i ich energią wskazuje, że istotny wpływ na aktywność sejsmiczną górotworu mają, obok niektórych czynników górniczych, naturalne warunki środowiska, w którym prowadzi się roboty górnicze.

Wykonane obserwacje i przeprowadzona analiza pozwalają na sformułowanie wniosków zarówno o charakterze naukowym, jak i użytkowym.

Spośród czynników geologicznych największy wpływ na natężenie występowania dynamicznych przejawów ciśnienia górotworu mają następujące czynniki:

- wytrzymałość na ściskanie skał węglanowych występujących w stropie złoża i w furcie eksploatacyjnej, ich zdolność do akumulacji energii sprężystej i skłonność do gwałtownego jej rozładowania,
- miąższość piaskowców białego spągowca o dużej wytrzymałości występujących w spągu wyrobisk,
- tektoniczne zaangażowanie złoża,
- miąższość kompleksu skał węglanowych,
- głębokość zalegania złoża.

Spośród czynników charakteryzujących górnicze parametry eksploatacji na natężenie dynamicznych przejawów ciśnienia górotworu wpływ mają:

- wyeksploatowana powierzchnia złoża,
- długość frontu eksploatacji,
- wybieg frontu od granicy pola,
- system eksploatacji.

W przypadku górotworu mocno i bardzo mocno zaangażowanego tektonicznie dominują wstrząsy niskoenergetyczne ($E \leq 10^5 \text{ J}$), natomiast w górotworze średnio i słabo zaangażowanym tektonicznie

wstrząsy wysokoenergetyczne ($E \geq 10^6$ J). A więc istnieje pewien stopień dezintegracji górotworu sprzyjający występowaniu wstrząsów o wyżej wymienionych energiach. Fakt ten może mieć duże znaczenie przy prognozowaniu zjawisk dynamicznych w nowo projektowanych polach eksploatacyjnych, dając podstawę do wykreślenia prognostycznych map aktywności sejsmicznej górotworu.

Poza tym stwierdzono, że przy powierzchni około 25-30 ha wybranego złoża dla warunków geologiczno-górnicznych istniejących w analizowanych oddziałach, występuje skokowy wzrost zagrożenia wstrząsami górnicznymi.

Tak zwane "ryzyko sejsmiczne", tj. prawdopodobieństwo występowania wstrząsu wysokoenergetycznego, jest większe w oddziałach, w których występują nieliczne uskoki o dużych zrzutach oraz w górotworze słabo zaangażowanym tektonicznie.

Ponieważ ruchy laramijskie, które uformowały ostateczny kształt monokliny przedsudeckiej, miały miejsce 55-60 mln lat temu, autor uważa, że naprężenia tektoniczne towarzyszące tym ruchom uległy najprawdopodobniej bardzo znacznej relaksacji.

Wszystkie wstrząsy zarejestrowane w okresie 1970-1987 zlokalizowane są w obszarach objętych wyrobiskami górnicznymi omawianych kopalń. Występują one zarówno w strefach zaburzonych tektonicznie, jak i poza tymi strefami. Większość wstrząsów występuje w obszarach, które wcześniej poddane były długotrwałemu ścisaniu. A więc wstrząsy występujące w LGOM są pochodzenia górniczego.

Obserwuje się cykle wzrostu aktywności sejsmicznej górotworu. Przy średniej długości frontu około 250-300 m wzrost aktywności sejsmicznej górotworu występuje przy wybiegu frontu od calizny około 250-350 m. Następnie stwierdza się spadek tej aktywności. Znajomość powyższego cyklu może dać podstawę do wyprzedzającego zastosowania aktywnych metod zwalczania tąpnięć.

Z punktu widzenia zagrożenia tąpnięciami mniej niebezpieczne są rejony, w których duże zaangażowanie tektoniczne złoże wynika z liczących uskokiów o małych zrzutach od stref charakteryzujących się dużym zaangażowaniem tektonicznym, wynikającym z nielicznych uskokiów o dużych zrzutach. Zagrożenie to występuje wskutek poślizgowej roli dużych uskokiów, a co się z tym wiąże - powstania

wzmoczonego nacisku na filar przy uskoku w miarę stopniowego wybierania złoza w sąsiedztwie tego filaru.

Występujące w kopalniach LGOM tąpnięcia można zaliczyć wg klasyfikacji [169] do tąpnięć eksplozywnych, zaś wg klasyfikacji [135] do tąpnięć pokładowych. Część zarejestrowanych tąpnięć można wiązać z okresowym załamywaniem się sztywnych warstw stropowych i zakwalifikować do tąpnięć typu stropowego, natomiast w przypadku kiedy źródłem tąpnięć jest załamywanie się sztywnych warstw stropowych w strefach zaburzonych tektonicznie można je zaliczyć do tąpnięć stropowo-tektonicznych.

LITERATURA

- [1] Barton N., Lien R., Lunde J., 1974 - Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support, Rock Mechanics, no 6.
- [2] Barton N., 1991 - Geotechnical design World Tunneling Circle RSC no. 112.
- [3] Bieniawski Z.T., 1973 - Engineering classification of jointed rock masses. Trans.S.Afr.Cir.Instn.Engrs.vol. 15, no.1.
- [4] Bieniawski Z.T., 1979 - The geomechanics classification in rock engineering application.IV Congress ISRM, Montreal.
- [5] Biliński A., 1981 - Zagrożenie tąpnięciami w świetle rozoznania warunków naturalnych i górniczych. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo t.5, z.1.
- [6] Biliński A., Szczerba J., Bober A., Kazimierczyk M., 1981 - Tąpnięcia w kopalniach LGOM-u na przykładzie ZG "Lubin". Prz. Górn. nr 3.
- [7] Biliński A., Budzikur K., 1982 - Wpływ dynamiki pęknięcia mocnych skał stropowych na zagrożenie tąpnięciami w wyrobiskach górniczych. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo z.2.
- [8] Biliński A., 1985 - Tąpnięcia w świetle mechaniki górotworu odprężonego. Górnictwo nr 9 z.2 Kraków.
- [9] Bober A., Kazimierczyk M., 1976 - Charakterystyka pracy warstw stropowych na podstawie wyników obserwacji zjawisk sejsmicznych w ZG Lubin. IV Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu, Wisła.
- [10] Bocheńska T., Oczkowicz J., Szukalski S., 1976 - Prognoza maksymalnych deformacji powierzchni i górotworu wywołanych jego odwodnieniem w rejonach LGOM. Praca ZBiPM "CUPRUM" - Wrocław.

- [11] Borecki M., Chudek M., 1972 - Mechanika górotworu. Katowice, Wyd. "Śląsk".
- [12] Brady B.H., Brown E.T., 1985 - Rock Mechanics for Underground Mining. London, G.Allen and Unwin.
- [13] Bugno T., Cianciara B., Marczak H., 1985 - Prognozowanie częstości występowania krytycznych przyspieszeń na terenach górniczych. Publ. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sc. M-6/176.
- [14] Cacoń S., 1981 - Projekt geodezyjnych badań współczesnych powierzchniowych ruchów skorupy ziemskiej na Dolnym Śląsku. Współczesne i neotektoniczne ruchy skorupy ziemskiej w Polsce. T.4 III Krajowe Sympozjum, Wrocław.
- [15] Calder P.N., Archibald J.F. and all, 1986 - Rockburst prediction studies at Queens University Canadian Mining Journal, April 1986.
- [16] Cianciara B., 1988 - Możliwości estymacji parametrów rozkładu energetycznego na podstawie analizy aktywności sejsmoakustycznej. II Konf. Nauk.-Tech., Wisła, 8-10 listopada.
- [17] Cianciara B., Marczak H., 1988 - Stochastyczne modele w interpretacji danych pomiarowych z kopalń. Mat. I Konf. Nauk.-Techn. Zastosowanie metod geofizycznych w górnictwie kopalni stałych, Wisła, 8-10 listopada, Wyd. AGH, Kraków.
- [18] Cichy A., Lasocki S., 1983 - Możliwość statystycznego opracowania kopalnianych danych mikrosejsmologicznych pod kątem oceny stanu zagrożenia tąpnięciami. Publ. Ins. Geoph. Pol. Ac. Sc. n.5, s. 85-89.
- [19] Cook N.G.W., 1965 - A note on Rockbursts Considered as a Problem of Stability. Jour of South Afr. Inst. Min. Metall.
- [20] Cook N.G.W., Hock E., Pretorius S.P., Ortlepp W.D., Salamon M.D.G., 1966 - Rock Mechanics Applied to the Study of Rock Bursts Journ. of South. Afr Inst. Min. Metall.
- [21] Czabdarowa J.I., Bukin A.W., Mektesew M.G., 1988 - Prirodnoje pole napriazhenij i ustojcziwost gornych wyrobotok Akcij Spasskogo rajona Dżezkanganskogo miestoroždienija. Kompleksnoje ispolzowanije mineralnogo syrja, nr 11.

- [22] Czerepanow G.P., Jerszow L.W., 1972 - Mechanika rozruszenia. Moskwa, Maszynostrojenije.
- [23] Dempster E.J., Tyser J.A., Wagner H., 1983 - "Regional aspects of mining-induced seismicity; theoretical and management considerations"; Mat. Konf. "Rock bursts: prediction and control". The Ins. of Mining and Metallurgy, London.
- [24] Dermietzel E., 1966 - Das Festigkeitsverhalten tektonisch beanspruchter Braunkohle. Z.deutsch.geolo. Ges. Band 118, h. 1 s. 114-122.
- [25] Dietrich R., Gendt G., 1986 - Investigation of Tectonic Deformations Using Global Satellite Laser Ranging Data. Gerlands Bechr. Geophysik Leipzig 95 nr 5. s. 453-458.
- [26] Downorowicz S., Tomaszewski J., 1984 - Wpływ górnictwa miedziowego na warunki hydrogeologiczne LGOM. Mat. Konf. Nauk.-Techn., Lubin.
- [27] Donath F., Fruth L.S., 1971 - Dependence of strain-rate effects on deformation mechanism and rock type. The Journal of Geology vol. 79.
- [28] Drzęzła B. et al., 1987 - Próba ujęcia ilościowych zależności pomiędzy stanem naprężeń a aktywnością sejsmiczną górotworu. Zesz. Nauk. AGH nr 129.
- [29] Dumicz M., Don J., 1977 - Analiza strukturalna monokliny przedsudeckiej w regionie Polkowic. Acta Universitatis Wratislaviensis. Nr 388 Prace Geologiczno-Mineralogiczne VI. Wrocław.
- [30] Dyjor S., 1975 - Młodotrzeciorzędowe ruchy tektoniczne w Sudetach i na bloku przedsudeckim. Sympozjum Problem III. Dynamika litosfery na obszarze Polski w okresie młodoolpejskiego piętra strukturalnego. Warszawa, listopad.
- [31] Dyjor S., Obero J., 1981 - Współczesne ruchy skorupy ziemskiej w Polsce SW i wynikające z nich możliwości zagrożeń dla obiektów górniczych i inżynierskich. Współczesne i neotektoniczne ruchy skorupy ziemskiej w Polsce. III Krajowe Sympozjum Wrocław, wrzesień 1981.

- [32] Egorow P.W., Redkin W.A. i in., 1983 - Issledowanije wlijanija rozrywnych naruszenij na projawlenija gornych udarow. Gorn. Ż. nr 5, s. 44-47.
- [33] Ehrhard W., 1967 - Das Heranzichen der Grosstektonik zum Bewerten von Baufeldern. Glück Auf. Forschungshefte Dec.
- [34] Farmer I., 1984 - Coal Mines Structures Londyn, New York Chapman and Hall.
- [35] Filcek H., 1980 - Geomechaniczne kryteria zagrożenia tąpnięciami. Górnictwo, Zeszyt 2. Wyd. "Śląsk".
- [36] Filcek H., Kłeczek Z., Zorychta A., 1984 - Poglądy i rozwiązania dotyczące tąpnięć w kopalniach węgla kamiennego. Zesz. Nauk. AGH, Górnictwo z. 123.
- [37] Franasik K., 1978 - Mechanika górotworu. Zwalczanie zagrożeń od zawałów i tąpnięć w kopalniach rud miedzi. Politechnika Wrocławska - Wrocław.
- [38] Gay N.C., 1975 - In situ stress measurements in Southern Africa. Tectonophysics, vol. 29.
- [39] Gibowicz J., 1963 - Klasyfikacja energetyczna wstrząsów podziemnych na Górnym Śląsku. Częstotliwość ich występowania w zależności od wielkości energii. Archiwum Górnictwa t. 8. z. 1.
- [40] Gibowicz S., Bober A., and all, 1980 - Lubiński wstrząs z 24 marca 1977 r. Procesy w ognisku, aspekty tektoniczne i górnicze. Publ. Inst. Geophys. Pol. Ac. Sc. M-3/134.
- [41] Gierwielanec J., Woźniak J., 1981 - Ocena współczesnej aktywności tektonicznej uskoku sudeckiego brzeźnego w świetle archiwalnych materiałów niwelacyjnych. Współczesne i neo tektoniczne ruchy skorupy ziemskiej, Wrocław IV Symp.
- [42] Gil H., Litwiniszyn J., 1972 - Wpływ eksploatacji górniczej na propagację szczelin uskokowych w skorupie ziemskiej. Konf. "Problemy geodynamiki i tąpnięć" Kom. Górn. PAN Kraków

- [43] Gil H., 1979 - Analityczna metoda prognozowania i zwalczania tąpnięć w kopalniach. Prz. Gór. nr 9.
Wpływ uskoku na możliwość tąpnięcia w jego sąsiedztwie. Zeszyt Naukowy Polit. Śl., Górnictwo z. 110.
- [44] Golecki J., Józkiwicz S., 1966 - Mechanizm powstawania uskoków normalnych w świetle teorii sprężystości. Prace Kom. Nauk. Techn. PAN Górnictwo 6.
- [45] Goodman R.E., 1980 - Introduction to Rock Mechanics New York. John Wiley.
- [46] Goszcz A., 1978 - Przyczyny występowania podwyższonych naprężeń w otoczeniu uskoków normalnych. Zeszyty Naukowe Polit. Śl. s. Górnictwo z. 87.
- [47] Goszcz A., 1980 - Wpływ naprężeń tektonicznych na niektóre własności skał i warunki górnicze w północno-wschodniej części GZW. Zeszyty Naukowe AGH, Geologia z. 27.
- [48] Goszcz A., 1982 - Tektonofizyczne przyczyny występowania wstrząsów i naturalnej skłonności węgla do tąpnięć w GZW. Publ. Inst. Geoph. Pol. Akad. Sc. M-5/155 Warszawa.
- [49] Goszcz A., 1986 - Wpływ uskoku na stan zagrożenia tąpnięciami. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie nr 1/70.
- [50] Goszcz A., 1985 - Tektonofizyczne przyczyny występowania wstrząsów górniczych. Publ. of the Inst. of Geoph. PAN.
- [51] Goszcz A., 1988 - Wpływ niektórych czynników technologicznych na stan zagrożenia wstrząsami górniczymi i tąpnięciami. Publ. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. M-10/2 .
- [52] Goszcz A., 1988 - O możliwościach prognozowania sejsmiczności indukowanej na obszarach eksploatacji górniczej. Mat. II Krajowej Konf. Nauk.-Tech. Wisła, 8-10 listopada,
- [53] Goszcz A., 1989 - Selected problems in the study of mining tremors and rock bursts. Prace GIG, Katowice, Komunikat nr 751.

- [54] Greń J., 1978 - Statystyka matematyczna modele i zadania. PWN, Warszawa.
- [55] Gzowski M.W., 1954 - Tiektoniczeskije pola naprjażenij. Izv. AN SSSR seria geofizicz. nr 5.
- [56] Gzowski M.W., 1971 - Matematyka w geotiektonikie. Izdatielstwo "Nedra" Moskwa.
- [57] Gzowski M.W., 1975 - Osnovy tiektonofiziki. Wyd. "Nauka", Moskwa.
- [58] Hafner W., 1951 - Stres distributions and faulting. Geol. Soc. Am. Bull vol. 62, no 4.
- [59] Heine K.H., 1985 - Das triaxiale Festigkeitsverhalten als Merkmal einer Gesteinsklassifizierung. Z. für angew. Geologie. Bd 31.
- [60] Janus J., Król M., 1987 - Analiza zastosowanych w ZG Polkowice technologicznych metod zwalczania zagrożeń tąpnięciami. Zeszyty Nauk. AGH. Górnictwo 129.
- [61] Jarmużek W., Siewierski S., 1987 - Aktywność sejsmiczna górotworu przy eksploatacji grubego złoża z podsadzką hydrauliczną. Zesz. Nauk. AGH nr 129.
- [62] Jaroszewski W., 1974 - Tektonika uskoków i fałdów. Wyd. Geol. Warszawa. Wyd. I.
- [63] Jaroszewski W., 1981 - Tektonika uskoków i fałdów. Wyd. Geol. Warszawa. Wyd. II.
- [64] Jaroszewski W., 1984 - Fault and Fold Tectonics, Ellis Horwood, Polish Scientific Publishers. New York, Warszawa, 565 pp.
- [65] Jódźkiewicz S., 1968 - Stan odkształceń i naprężeń w górotworze w sąsiedztwie uskoków normalnych w świetle teorii sprężystości. Prace Kom. Nauk. techn. PAN Górnictwo 6.
- [66] Kazimierczyk M., 1986 - Problematyka zagrożenia zjawiskami dynamicznymi w kopalniach LGOM. Cz. I i II. Rudy i Met. Nieżel. nr 11 i 12.

- [67] Kazimierczyk M., 1979 - Lokalizacja ognisk wstrząsów występujących w kopalniach przy uwzględnieniu własności górotworu. Publ. Inst. Geoph. Pol. As. Sc. Vol. III-Z.
- [68] Kazimierczyk M., 1986 - Sejsmiczność kopalń LGOM. Rudy i Metale Nieżel. nr 4.
- [69] Kazimierczyk M., 1986 - Sejsmologia górnicza a przewidywanie zagrożenia tąpnięciami. Cuprum nr 2.
- [70] Kienig E., Machoń T., 1970 - Określenie prawdopodobieństwa występowania tąpnięć z uwagi na budowę geologiczną górotworu w oddz. B-3 kopalni Lubin. Praca ZBiPM "Cuprum" Wrocław.
- [71] Kienig E., Kaszper J., Machoń T., 1981 - Analiza budowy tektonicznej złoża w obszarze kopalń LGOM. Praca ZBiPM "Cuprum" Wrocław.
- [72] Kidybiński A., 1962 - Wpływ łupności skał na przejawy ciśnienia górotworu. Przegl. Gór. nr 1.
- [73] Kidybiński A., 1969 - Wpływ warstwy poślizgowej na nośność filarów eksploatacyjnych. Rudy i Metale Nieżelazne, nr 12.
- [74] Kidybiński A., Babco C.O., 1973 - Stres distributions and Rock Fraction Zones in the Roof of Longwall Face in a Cool Mine, Rock Mechanics 5 (1-19)1973 by Springer-Verlag 1973.
- [75] Kidybiński A., 1982 - Wpływ zjawisk tektonicznych na warunki eksploatacji [w:] Podstawy geotechniki kopalnianej. Wyd. "Śląsk", Katowice.
- [76] Kidybiński A., 1982 - Podstawy geotechniki kopalnianej. Wyd. "Śląsk", Katowice.
- [77] Kijko A., 1982 - Problemy lokalizacji ognisk wstrząsów w kopalniach LGOM. Publ. Inst. Geophys. Pol. A. Sc. M-5, s. 117-129.
- [78] Kijko A., Dessokey M., Głowacka E., Kazimierczyk M., 1982 - Wstępna ocena powtarzalności bardzo silnych wstrząsów sejsmicznych w kopalniach LGOM. Publ. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc. M-5 /155/ Warszawa.

- [79] Kisiel I., 1973 - Reologia skał. Podstawy naukowe. Wyd. Ossolineum, Wrocław.
- [80] Kłapciński J., Konstantynowicz E. et al., 1984 - Atlas obszaru miedzionośnego (monoklina przedsudecka). Wyd. "Śląsk", Katowice.
- [81] Kłeczek Z., 1985 - Geomechanika górnicza. Kraków AGH.
- [82] Kłeczek Z., Filcek H., Zorychta A. i in., 1984 - Badania teoretyczne, modelowe i dołowe mechanizmu tępań w warunkach kopalń rud miedzi. AGH, Kraków.
- [83] Kłeczek Z., Zorychta A., 1986 - Warunki wywoływania tępań stropowych przez zjawiska wstrząsów. Zeszyty Nauk. AGH, Górnictwo t. 10 z. 2.
- [84] Kłeczek Z., Małoszewski J., Parysiewicz S., Zorychta A., 1987 - Geomechaniczne kryteria zagrożenia tępami przy eksploatacji pokładów węgla kamiennego. Prace GIG - Seria dodatkowa.
- [85] Knoll P., 1981 - Die Energiebilanz von Gebirgsschlägen ein Mittel zur Bestimmung ihres geomechanischen Mechanismus Neue Bergbautechnik, 11 Jg. Helf 7, Juli.
- [86] Konopko W., 1987 - Głębokość eksploatacji a zagrożenie tępami. Przegląd Górniczy nr 11-12.
- [87] Konstantynowicz E., Preidl M., 1970 - Wpływ czynników geologicznych na warunki eksploatacji, Rudy i Metale Nieżelazne nr 4.
- [88] Konstantynowicz E., 1971 - Monografia przemysłu miedzianego w Polsce. Wyd. Geol. Warszawa.
- [89] Kowalczyk Z., 1977 - Próba przybliżonego określenia wielkości energii powstałej w wyniku przemieszczenia pionowego bloku tektonicznego na przykładzie GZW. Ref. na VI Konf. Nauk. "Badania geodynamiczne w Polsce", Jabłonna 30.VI-2.VII.
- [90] Kowalczyk Z., Oczkowicz J., 1981 - Badanie naprężeń, deformacji górotworu i terenu na obszarze LGOM w aspekcie zagrożeń górniczych. Współczesne i neotektoniczne ruchy skorupy ziemskiej w Polsce. III Krajowe Sympozjum, Wrocław, wrzesień 1981.

- [91] Kowalczyk Z., Czarnecka K., i in. 1980 - Opracowanie projektu sieci obserwacyjnej profilu geodynamicznego Śnieżka - Borowiec na odcinku LGOM. J.G.G. Polit. Warszawska, Warszawa.
- [92] Kowalska R., 1983 - Wyznaczanie magnitud wstrząsów górniczych z rejonu Górnego Śląska i Lubińskiego Zagłębia Miedziowego rejestrowanych w stacji w Książu. Publ. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sc. M5 s. 247-252.
- [93] Kowalski W.C., 1978 - Badania współczesnych ruchów skorupy ziemskiej w świetle wyników VI Sym. CRCM. Prz. Geol. nr 6.
- [94] Kozyriew A.A., 1985 - Prognosticzeskaja ocenka naprjżatennogo sostojanija gornych porod Chibinskogo massiwa, po fiziko-tiektoniczeskim dannym. "Issledowanije naprjż. w gornych porodach", Nowosibirsk s.26-30.
- [95] Krajewski R. 1966 - Parametr zuskokowania złoża i jego wpływ na gęstość sieci rozpoznawczej. Technika Poszukiwań, nr 19.
- [96] Król M., Ochmański M., 1984-Próba określenia charakteru tąpnięć na podstawie zapisu zjawisk sejsmicznych. Prz. Górniczy nr 10.
- [97] Król M., 1986 - Badania mikrosejsmologiczne w kopalniach LGOM. Rudy i Metale Nieżelazne nr 10 i 11.
- [98] Krupiński B., 1932 - Linie najmniejszego oporu w złożu węglowym. Przegląd Górniczo-Hutniczy.
- [99] Książkiewicz M., 1972 - Geologia dynamiczna. Wyd. Geologiczne, Warszawa.
- [100] Kwaśniewski M., 1986 - Dylatacja jako zwiestun zniszczenia skały. Cz. I. Fizykalne zjawiska dylatacji. Prz. Górniczy nr 2.
- [101] Kuksenko W., Manzikow B., 1986 - Ocenka opasnosti gornych udarow po izluczennoj nimi energii. Fiz.-techn. problemy razrab. polezn. iskop. nr 4 s. 28-32.
- [102] Kunysz N., 1971 - Analiza własności fizyko-mechanicznych skał na tle ich rozwoju litologicznego w monoklinie przed-sudeckiej. Archiwum Politechniki Śląskiej w Gliwicach.

- [103] Kunysz N., Mrozek K., Pawlak M. 1986 - Zagrożenie tąpnięciami w kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego. Górnictwo, z. 2. Wyd. AGH.
- [104] Laubscher D.H. 1977 - Geomechanics classification of jointed rock masses mining applications: Frans. Instn. Min. Metall. 86 A 1-8.
- [105] Machoń T., Manaczyński W., 1969 - Wpływ warunków geologiczno-górnicznych na zachowanie się górotworu w czasie eksploatacji. Prace ZBiPM "Cuprum", Wrocław.
- [106] Machoń T., 1970 - Wstępne obserwacje zachowania się górotworu w oddziale wydobywczym kopalni Polkowice. Prace Nauk. Inst. Górnictwa Polit. Wrocławskiej 2,3 t. II.
- [107] Machoń T., Kienig E., 1970 - Określenie prawdopodobieństwa występowania tępnięć z uwagi na budowę geologiczną górotworu w oddz. G-11 kopalni Polkowice. Praca ZBiPM "Cuprum" Wrocław.
- [108] Machoń T., Kienig E., 1971 - Możliwość występowania tępnięć w kopalniach LGOM, Rudy i Metale Nieżelazne nr 5.
- [109] Machoń T., 1971 - Wyniki pomiarów ociosu w skałach złożowych wyrobisk górniczych kop. Polkowice. Prace Nauk. Inst. Górnictwa. Polit. Wrocławskiej 2,4.
- [110] Machoń T., 1976 - Klasyfikacja obszarów złożowych kopalń Lubin i Polkowice w aspekcie ich tektonicznego zaangażowania. Praca ZBiPM "Cuprum", Wrocław.
- [111] Machoń T., 1977 - Klasyfikacja tektonicznego zaangażowania obszarów złóż Lubin i Polkowice. Rudy i Metale Nieżelazne nr 2.
- [112] Machoń T., 1978 - Wielowymiarowa analiza korelacyjna zuszkowania złoża rud miedzi na przykładzie LGOM, VII Sym. Zastosowanie Metod. Mat. i Informatyki w Geologii. AGH, Kraków.
- [113] Machoń T., 1979 - Klasyfikacja obszaru złożowego kopalni Rudna w aspekcie tektonicznego zaangażowania. Praca ZBiPM "Cuprum" Wrocław.

- [114] Machoń I., 1979 - Mathematical approach to tectonic disturbances of mineral deposits. *Studia Geotechnica at Mechanica* vol. I. 3/4.
- [115] Machoń I., 1979 - Zastosowanie metod matematycznych w celu określenia stopnia zróżnicowania tektoniki złoża rud miedzi. Praca ZBiPM "Cuprum", Wrocław.
- [116] Machoń I., 1980 - Application of correlation and multiple regression to the analysis of fault distribution of copper ore deposits in the "Rudna" mine region. *Studia Geotechnica at Mechanica* vol. II. 2.
- [117] Machoń I., 1979 - Wpływ tektonicznego zaangażowania złoża na występowanie dynamicznych przejawów ciśnienia górotworu w obszarze kop. Lubin i Polkowice. Praca ZBiPM "Cuprum", Wrocław.
- [118] Machoń I., 1981 - Instrukcja w sprawie zasad i sposobu klasyfikowania stropów dla oceny zagrożenia tąpnięciami w kopalniach rud miedzi. Praca ZBiPM "Cuprum", Wrocław.
- [119] Machoń I., 1981 - Instrukcja w sprawie zasad i sposobu klasyfikowania spągów w kopalniach rud miedzi. Praca ZBiPM "Cuprum", Wrocław.
- [120] Machoń I., 1982 - Wpływ tektonicznego zaangażowania złoża na występowanie dynamicznych przejawów ciśnienia górotworu w obszarze kop. "Rudna". Praca ZBiPM "Cuprum", Wrocław.
- [121] Machoń I., 1984 - Wpływ czynników geologicznych oraz górnictwo-tektonicznych na aktywność sejsmiczną górotworu w kop. LGOM. *Problemy Geolog.-Inżynierskie. Materiały Sesji Naukowej AGH Kraków.*
- [122] Machoń I., Rzepa K., 1985 - Wpływ tektoniki i zjawisk krasowych na zawodnienie kopalni Lubin w świetle obecnego rozpoznania budowy geologicznej złoża. *Mat. Symp. "Zagrożenia wodne i ochrona środowiska wodnego".*
- [123] Machoń I., 1986 - Zastosowanie metod ilościowych w badaniach tektonicznych dla potrzeb górnictwa w LGOM. *Przegl. Geol.* nr 10.

- [124] Machoń T., 1989 - Kryteria geologiczno-geomechaniczne powstawania wstrząsów i tąpnięć. Rudy i Metale Nieżelazne nr 10.
- [125] Marcak H., 1985 - Geofizyczne modele rozwoju procesu niszczenia górotworu poprzedzające tąpnięcia i wstrząsy w kopalniach. Publ. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sc. vol. M-6/176.
- [126] Michalski A., 1976 - Zachowanie się skał wokół chodnika prowadzonego w strefie uskokowej. Przegląd Górniczy nr 6.
- [127] Michalski A., 1977 - Ocena zagrożenia tąpnięciami przy zbliżaniu się ściany zawałowej do uskoku. Przegląd Górniczy nr 9.
- [128] Mrozek K., Machoń T., Siewierski S., 1990 - Problem wstrząsów i tąpnięć w kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedzianego. Symposium naukowe PAN "Problemy tektoniki LGOM" Lubin, marzec 1990.
- [129] Nieć M., 1982 - Geologia kopalniana, Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa.
- [130] Nordcliffe G.B., 1986 - Statystyka dla geografów. PWN Warszawa.
- [131] Oberc J., 1967 - Badania geologiczne terenów 40 Zjazdu PTG w Zgorzelcu. Prz. Geolog. nr 6.
- [132] Oberc J., Salski W., 1968 - Fałdy i spękania w skałach dolnocechsztyńskich na obszarach szybu wschodniego kop. Lubin. Kwart. Geolog. 12-3.
- [133] Oberc J., Woźniak J., 1978 - Ocena pionowych ruchów skorupy ziemskiej w Polsce południowo-zachodniej w świetle polowych materiałów niwelacyjnych. Kwart. Geol. 3.
- [134] Pagaczewski J., 1972 - Catalogue of Earthquakes in Poland in 1000-1970 years. (Katalog trzęsień ziemi w Polsce z lat 1000-1970). Materiały i prace Inst. Geofiz. Publ. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sc. 51.
- [135] Parysiewicz W., 1966 - Tąpnięcia w kopalniach. Wyd. "Śląsk", Katowice.

- [136] Pietuchow J.M., 1972 - Gornyje udary na ugotnych szach-tach. "Niedra", Moskwa.
- [137] Pietuchow J.M., Sabarow A.N., Jegorow W.A., 1988 - Prognoz razrywnych naruszenij opasnych po gornym udarem i wybrosam. Bezop. T.R. WPR0M, nr 12, s. 33-35.
- [138] Pietuchow J.M. i in. 1976 - Teorija zaszczytnych plastow. Moskwa, Niedra.
- [139] Pochciał Z., Płaneta S., Siewierski S., 1977 - Zagrozenie tapaniami w kopalniach rud miedzi LGOM. Przeg. Górn. nr 4.
- [140] Pochciał Z., 1974 - Eksploatacja podziemna złóż. Górnictwo T.VIII, cz. I, Wrocław.
- [141] Pogrebickij M.J., Rac M.W., Czernyszew S.J., 1971 - O zavisimosti gustaty tiektoniczeskich treszczin ot rasstojanija do rozrywow. Dokł. Akad. SSSR Tom 201, nr 4.
- [142] Preidl M., 1967 - Budowa tektoniczna obszaru Lubina i Sieroszowic. Prz. Geol. 15-60.
- [143] Price N.J., 1966 - Fault and joint development in brittle and semibrittle rock. Pergamon Press, Oxford.
- [144] Praca zbiorowa, 1987 - Szkoła mechaniki górotworu. Zjawiska dynamiczne w górotworze. Zesz. Nauk. AGH nr 129.
- [145] Ranalli G., 1976 - Length distribution of strike slip faults and the process of braekage in continental crust. Ca. Jurnal Earth S.C. vol. 13, no 5.
- [146] Ranalli G., 1977 - Corelation between length and off set in strike-slip faults Tectonophysice. vol.37 no 4.
- [147] Ranalli G., 1975 - The Stress Field in the Upper Crust as Determined from in situ Measurements. Geol. Rdsch. Stuttgart.
- [148] Redkin W., Kaługin W., 1985 - Prognoz udaropasnych ucztokow wblizi razrywnych naruszenij. R.Z.G.D. nr 10 1986, Izdat. napriazan. w gorn. Nowosibirsk .

- [149] Ruzicz W.W., 1977 - Zawisimosti mieźdu parametrami razrywnych naruszenij i ich praktičeskoje primienienije. [W:] Mechanizmy formirowanija.
- [150] Ryncarz T., 1976 - Fizyka górotworu. Kraków, AGH.
- [151] Sagan G., Zuberek W., 1986 - Analiza związku sejsmiczności z tektoniką i przebiegiem eksploatacji w obszarach górniczych kopalni "Polkowice". Publ. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. M-8/191.
- [152] Salamon M.D. 1983 - Rocburst hazard and the fight for its alleviation in South African gold mine. Mat. Konf. "Prediction and Control". Inst. of Mining and Metallurgy, London.
- [153] Salski W., 1975 - Tektonika okolic Lubina. Wyd. Inst. Geol. z.87.
- [154] Salski W., 1977 - Rozwój tektoniczny obszaru miedzionośnego monokliny przedsudeckiej. Rocznik PTG Vol. 47-1.
- [155] Sałustowicz A., 1948 - Zjawiska ciśnienia górotworu w świetle mechaniki ciał plast. Biuletyn INBPW Kom. 35.
- [156] Sałustowicz A., 1955 - Mechanika górotworu. Wyd. Górn. Hut. Katowice.
- [157] Sanford A.R., 1959 - Analitical and experimental study of simple geological - structures. Geol. Soc. Am. Bull, vol. 70 no 1.
- [158] Scholtz G.H. 1970 - The role of macrofracturing in rock deformation proceeding of the 2-nd Congres of the JSRM Beograd vol. 1.
- [159] Secor D.T., 1965 - Rola of fluid pressure in jointing". Am. Journ. Sc. vol. 263 no 8.
- [160] Skorupa A., 1983 - Probabilistyczne metody prognozowania wpływów sejsmicznych na powierzchnię terenu. Ochrona Tere-nów Górniczych m. 63.
- [161] Sokołowski J., 1967 - Charakterystyka geologiczna i strukturalna obszaru przedsudeckiego. Geologia Sudetica 3.

- [162] Sokołowski J., 1974 - Geodynamika rozwoju oraz prawidłowości rozmieszczenia węglowodorów obszaru przedśudeckiego. Acta geol. pol. 24.
- [163] Szczerba J., Bober A., Kazimierczyk M., 1981 - Genetyczne aspekty mechanizmu tąpnięć występujących w ZG Lubin. Rudy i Met. Nieżel. nr 4.
- [164] Szczerba J., Kazimierczyk M., Bober A., 1983 - Aktywność sejsmiczna a zagrożenie tąpnięciami w ZG "Lubin". Publ. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sc. M-5, s. 145-158.
- [165] Szemiakin E.J. i in. 1986 - K woprosu o kłassifikacji gornych udarów. Miechanika gornych porod i gornoje dawlenije. Fizyko-Tiechniczieskije Problemy Razrabotki Poleznych Iskopajemych nr 5.
- [166] Szukalski S., Oczkowicz J., 1974 - Przykład zastosowania teorii wartości skrajnych do oceny rozkładu prawdopodobieństwa maksymalnej energii wstrząsów górniczych. "Cuprum" 5-6.
- [167] Szuścik W., 1987 - Tąpnięcia eksplozyjne pokładów węglowych, zjawisko, rozeznanie zagrożenia, przeciwdziałanie. XVI Jugosłowiańsko-Polskie Symp. Nauk. Jugosławia - Żenica.
- [168] Szuścik W., Zastawny E., 1983 - Możliwość wystąpienia tąpnięcia w pokładzie. Prace PAN z.7, Katowice.
- [169] Szuścik W., 1989 - The counteraction the explosive bursts in coal seams United Nation. Economic Commission for Europe Ostrava 2-6.X.1989.
- [170] Tomaszewski J., 1978 - Budowa geologiczna okolic Lubina i Sieroszowic (Dolny Śląsk), Geologia Sudetica vol. 13-90.
- [171] Turczaninow J., Yofis M., Kasparjan E., 1977 - Osnovy miechaniki gornych porod. Izdatielstwo "Nedra" - Leningrad.
- [172] Walsh J., 1977 - Energy change due to Mining. Inst. J. Rock Mech. Min. vol. 14, pp. 25-33. Pergamon Press.
- [173] Wanior J., 1982 - Metoda prognozowania tąpnięć w oparciu o wyniki pomiarów geodezyjnych. Pol. Tow. Nauk o Ziemi. Częstochowa.

- [174] Wojnar W., 1975 - Klasyfikacja geotechniczna uskoków wschodniej części GZW. Kraków 1975, Archiwum JHIGJ AGH.
- [175] Woźniak J., 1977 - Geodezyjne metody badań współczesnych pionowych ruchów skorupy ziemskiej z uwzględnieniem warunków sieci wielokrotnej niwelacji Polski. Arch. Polit. Wrocławskiej.
- [176] Wyrzykowski T., 1971 - Mapa współczesnych bezwzględnych prędkości pionowych ruchów skorupy ziemskiej na obszarze Polski 1:2500000.PPWK, Warszawa.
- [177] Voight B., 1966 - Beziehung zwischen grossen horizontalen Spannungen im Gebirge und der Tektonik und der Abtragung. Prac. I Int. Congress of on Rock Mechanics JSBM. Lisboa 1966, vol. 2.
- [178] Ziąja K., Markowski J., Kazimierczyk M., 1981 - Charakter zagrożeń tąpnięciami w ZG Lubin na przykładzie rejonu eksploatacyjnego Lubin Zachodni. Publ. Inst. Geoph. Pol. W.Ac.Sc. vol. M-6/176. Warszawa.
- [179] Zorychta A., 1984 - Kryterium powstawania tąpnięć przy eksploatacji pokładu węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo z. 125.
- [180] Zorychta A., 1988 - Wpływ warunków naturalnych i technologicznych na zagrożenie tąpnięciami pokładowymi. Górnictwo t. 12.2.2. AGH, Kraków.
- [181] Zuberek W., 1983 - Probabilistic interpretation of the frequency - energy distribution of seismic activity and of the amplitude distribution of seismoacoustic activity. Acta Geophysice Polonica vol. XXXI, no 4.
- [182] Zuberek W., Mutke G., Żogała B., 1985 - Sejsmiczność Górnośląskiego Zagłębia Węglowego indukowana eksploatacją górniczą. Mat. z Konf. "Ochrona środowiska naturalnego na terenie aglomeracji miejskiej Rudy Śląskiej".
- [183] Zuberek W., 1985 - Przemiana energii w procesie wzrostu pęknięcia w skałach. Acta Montana. UGG CSAV 71, s. 17-32.

- [184] Zuberek W., 1986 - Możliwość wykorzystania asymptotycznych rozkładów wartości ekstremalnych do oceny prawdopodobieństwa występowania wstrząsów indukowanych eksploatacją górniczą. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria: Górnictwo z. 149.
- [185] Praca zbiorowa, 1983 - Tektoniczne pola naprężeń i ich związek z dynamicznymi przejawami ciśnienia górotworu w rejonie kopalni "Polkowice". Uniwersytet Śląski, Sosnowiec.
- [186] Praca zbiorowa, 1987 - Opracowanie rozkładu przestrzennego emisji energii sejsmicznej w LGOM. GIG, Katowice.
- [187] Praca zbiorowa, 1982 - Instrukcja bezpiecznego prowadzenia robót górniczych w warunkach zagrożenia tąpnięciami w kopalniach rud miedzi. Praca ZBiPM "Cuprum", Wrocław.

" W PŁYW CZYNNIKÓW GEOLOGICZNO-GÓRNICZYCH NA WYSTĘPOWANIE ZJAWISK DYNAMICZNYCH W KOPALNIACH LEGNICKO-GŁOGOWSKIEGO OKRĘGU MIEDZIOWEGO "

S t r e s z c z e n i e

W pracy omówiono ogólnie warunki geologiczno-górnice złoża rud miedzi w obszarze kopalń Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego (obszar LGOM stanowi fragment jednostki geologicznej zwanej monokliną przedsudecką), tj. litostratygrafię, tektonikę, niektóre stosowane systemy eksploatacji złoża oraz zachowanie się skał złożowych i otaczających w czasie eksploatacji.

Omówiono warunki powstawania uskoków normalnych oraz wyznaczono obszary kompaktacji i trajektorii naprężeń dla kopalni Polkowice.

Na tle budowy geologicznej złoża w obszarach górniczych poszczególnych kopalń omówiono problem występowania wstrząsów i tąpnięć w LGOM. Stosunkowo szczegółowo omówiono aktywność sejsmiczną kopalń Lubin, Polkowice i Rudna, nieco ogólniej (ze względu na niewielkie rozcięcie złoża robotami górniczymi) aktywność sejsmiczną kopalni Sieroszowice.

Szeroko omówiono problem aktywności sejsmicznej kopalń LGOM w zależności od stopnia tektonicznego zaangażowania górotworu. Omówiono wpływ czynników geologiczno-górnich na aktywność sejsmiczną górotworu w kopalniach LGOM przy zastosowaniu metody rang Spaermana. Określono wpływ koncentracji ognisk wstrząsów na powstanie szkód górniczych na powierzchni terenów górniczych, jak również wskazano na rejony szczególnie niebezpieczne pod względem występowania wstrząsów i tąpnięć.

Pracę zakończono wnioskami o znaczeniu użytecznym i naukowym.

Stwierdzono, że istotny wpływ na aktywność sejsmiczną górotworu mają, obok niektórych czynników górniczych, naturalne warunki środowiska, w którym prowadzi się roboty górnicze.

Spośród czynników geologicznych największy wpływ na występowanie wstrząsów i tąpnięć ma wytrzymałość skał na ściskanie, ich zdolność do akumulacji energii sprężystej i skłonność do nagłego jej rozładowania, charakter litologiczny skał występujących w furcie eksploatacyjnej, zaangażowanie tektoniczne górotworu, głębokość eksploatacji.

Spośród czynników górniczych decydujący wpływ na liczbę oraz energię wstrząsów ma powierzchnia złoża wybranego, długość frontu eksploatacji oraz system wybierania złoża. Stwierdzono cykliczność występowania wysokiej aktywności sejsmicznej górotworu. Związane jest to ściśle z powierzchnią złoża wybranego (ok. 25-30 ha) oraz wybiegiem frontu od granicy pola (ok. 250-350 m).

W przypadku górotworu mocno i bardzo mocno zaangażowanego tektonicznie dominują wstrząsy niskoenergetyczne ($E \leq 10^5$ J), natomiast w górotworze średnio zaangażowanym tektonicznie wstrząsy wysokoenergetyczne ($E \geq 10^6$ J). A więc istnieje pewien stopień dezintegracji górotworu sprzyjający występowaniu wstrząsów o wyżej wymienionych energiach. Tak zwane "ryzyko sejsmiczne", tj. prawdopodobieństwo występowania wstrząsów wysokoenergetycznych, jest większe w oddziałach, w których występują nieliczne uskoki o dużych zrzutach, oraz w górotworze słabo zaangażowanym tektonicznie. Wszystkie wstrząsy zarejestrowane w okresie 1970-1987 zlokalizowane są w obszarach górniczych omówionych kopalń. Występują one zarówno w strefach zaburzonych tektonicznie, jak i poza tymi strefami.

Większość wstrząsów występuje w obszarach, które wcześniej poddane były długotrwałemu ściskaniu. Zatem wszystkie wstrząsy występujące w LGOM są pochodzenia górniczego.

Z punktu widzenia zagrożenia tąpnięciami mniej niebezpieczne są rejony, w których duże zaangażowanie tektoniczne złoża wynika z licznych uskoków o małych zrzutach od stref charakteryzujących się dużym zaangażowaniem tektonicznym wynikającym z nielicznych uskoków o dużych zrzutach. Występujące w kopalniach LGOM tąpnięcia można zaliczyć do różnych typów, a m.in. do tąpnięć eksplozywnych, pokładowych i tektonicznych.

Ponieważ ruchy laramijskie, które uformowały ostateczny kształt monokliny przedsudeckiej, miały miejsce 55-60 mln lat temu, autor uważa, że naprężenia tektoniczne towarzyszące tym ruchom uległy najprawdopodobniej bardzo znacznej relaksacji i nie mają wpływu na aktywność sejsmiczną górotworu w omawianym obszarze.

IMPACT OF GEOLOGICAL AND MINING FACTORS ON THE OCCURRENCE
OF DYNAMICAL PHENOMENA IN COPPER ORE MINES WITHIN
THE LEGNICA-GŁOGÓW COPPER DISTRICT

SUMMARY

Geological and mining conditions of copper ore seams within the Legnica-Głogów Copper District (constituting a fragment of the geological unit called pre-Sudeten monocline), i.e. lithostratigraphy, tectonics, some applied systems of mining as well as behaviour of seam and surrounding rocks during mining operations have been outlined.

Conditions of bedding fault formation were given and areas of compaction and stress trajectories for the "Polkowice" copper mine were indicated.

Along with the geological structure of the deposit within mining areas of individual copper mines occurrence of tremors and rockbursts in the Legnica-Głogów Copper District (LGCD) has been presented. Seismic activity of the "Lubin", "Polkowice" and "Rudna" copper mines was discussed in detail while that of the "Sieroszowice" copper mine was described more generally (seam parted by mining operations to a lesser degree).

The paper deals in-depth, with the seismic activity of the LGCD copper mines in terms of tectonical stress. Impact of geological and mining factors on the rock mass seismic activity in the LGCD copper mines was discussed applying Rang Spaerman method.

Influence of the concentration of tremor centres on mining damage within copper mined areas, as well as the regions particularly dangerous with respect to shocks and rockbursts, have been described.

The paper is supplemented with scientific and useful conclusions.

It has been found out that the rock mass seismic activity is not only affected by some mining factors, but also by natural environmental conditions, under which underground works are being conducted.

Among the geological conditions, the major influence on the occurrence of shocks and rockbursts is exerted by the following factors: compressive strength of rocks, their capability for elastic strain energy storage and proness to abrupt unloading, lithographic nature of rocks occurring in the exploitation gate, tectonical stress, depth of workings.

Among the mining factors of decisive influence on the number and energy of shocks are: area of deposit already exploited, length of work front and extraction system.

Occurrence frequency of high seismic activity of rock mass has been stated. It is closely associated with the area of deposit already exploited (approx. 25 to 30 hectares) and distance of panel retreating work front (approx. 250 to 350 metres). In the case of rock mass subjected to high and very high tectonical stress, low energy shocks ($E \leq 10^5$ J) are dominating, while in the rock mass with medium tectonical stress, high energy shocks ($E \geq 10^6$ J) can be observed.

There is therefore a certain degree of rock mass disintegration favouring the occurrence of shock with the afore-mentioned energies. So called "seismic risk", i.e. probability of high shock occurrence is greater in flats, in which few faults with large throws are present and in the rock mass with low tectonical stress. All tremor were recorded in the period between 1970 and 1987 and were localized within the areas of the foregoing copper mines. The shocks are occurring both within tectonically disturbed zones and beyond such zones.

The majority of shocks occur in the areas previously subjected to long-lasting compression. Hence, all shocks occurring in the LGCD are of mining origin.

From the viewpoint of rockburst hazard, areas with high tectonical stress resulting from numerous faults with smaller throws are not so dangerous as those characterized by high tectonical

stress resulting from few faults with large throws. Rockbursts present in the LGCO mines can be assigned to various types, among others, to tectonical roof rockbursts.

Since the pre-Sudeten monocline had been ultimately formed by the Laramidian movements some 55-60 millions years ago, it is considered that tectonical stresses concomitant with such movements were subjected to a very substantial relaxation and had not affected the rock mass seismic activity within the area under consideration.

ВЛИЯНИЕ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ВЫСТУПЛЕНИЕ
ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В ШАХТАХ ЛЕГНИЦКО-ГЛОГОВСКОГО
МЕДНОРУДНОГО БАСЕЙНА (ЛГМБ)

Р е з ю м е

В работе в общих чертах описаны горно-геологические условия меднорудного месторождения в районе шахт Легницко-Глоговского меднорудного бассейна (данный район представляет собой фрагмент геологической единицы, т.н.предсудецкой моноклинали) т.е. лито-стратиграфию, тектонику, некоторые применяемые системы разработки месторождения и поведение пород месторождения и вмещающих во время эксплуатации.

Рассмотрены условия возникновения нормальных сбросов, а также установлены районы уплотнения и траектории напряжений для шахты Польковице.

На зоне геологической структуры месторождения в горных отводах отдельных шахт рассматривается проблема выступления сотрясений и горных ударов в ЛГМБ. Сравнительно подробно рассмотрена сейсмическая активность шахт Любин, Польковице и Рудна, менее подробно (из-за небольшой расщели месторождения горными работами) сейсмическая активность шахты Серошовице.

Широко описано проблемы сейсмической активности шахт ЛГМБ в зависимости от степени тектонической активности горного массива. Описано влияние горно-геологических факторов на сейсмическую активность горного массива в шахтах ЛГМБ при применении метода рангов Спермана. Определено влияние концентрации очагов сотрясений на возникновение повреждений в результате горных работ на поверхности шахтных районов, а также указаны районы особенно опасные с точки зрения сотрясений и горных ударов.

В конце работы сделаны выводы научного и утилитарного значения. Установлено, что существенное влияние на сейсмическую активность горного массива имеют наряду с некоторыми горными факторами, естественные условия среды, в котором ведутся горные работы.

Среди геологических факторов самое большое влияние на выступление сотрясений и горных ударов имеют прочность пород на сжатие, их способность аккумуляции упругой энергии и способность внезапно разряжать ее, литологический характер пород, существующих в разрабатываемой свите, сейсмическая способность горного массива, глубина разработки.

Среди горных факторов решающее влияние на число и энергию сотрясений имеют поверхность отработанного месторождения, длина фронта горных работ и система разработки месторождения. Установлена цикличность выступления высокой сейсмической активности горного массива. Это тесно связано с поверхностью отработанного месторождения (ок. 25-30 гектаров) и протяженностью фронта от границы поля (ок. 250-350 м).

В горном массиве с высокой и очень высокой тектонической способностью преобладают низкоэнергетические горные удары ($E \leq 10^5$ Дж), зато в горном массиве со средней тектонической способностью – высокоэнергетические сотрясения ($E \geq 10^6$ Дж).

Итак, существует некоторая степень дезинтеграции горного массива, способствующая возникновению сотрясений с вышеуказанными энергиями. Т.н. "сейсмический риск", т.е. правдоподобие выступления высокоэнергетических сотрясений больше на тех участках, где выступают немногочисленные сбросы с большими вертикальными амплитудами сброса и горном массиве с низкой тектонической способностью. Все сотрясения зафиксированные с 1970 по 1987 локализируются в горных отводах рассмотренных шахт. Они выступают как в зонах, нарушенных тектонически, так и вне этих зон. Большинство горных ударов происходит в районах, которые раньше подвергались длительному сжатию. Следовательно, все удары, выступающие в ЛГМБ, являются ударами горного происхождения.

С точки зрения опасности горных ударов менее опасными являются районы в которых большая тектоническая способность месторождения вытекает из многочисленных сбросов с малыми вертикальными амплитудами, чем зоны, характеризующиеся большой тектонической способностью, вытекающей из немногочисленных сбросов с большими вертикальными амплитудами. Существующие в ЛГМБ горные удары можно причислить к разным типам, напр., к горным ударам со стороны кровли – вызванным действием тектонических сил.

Так как ларамейские движения, которые сформировали конечную форму предсудецкой моноклинали произошли 55-60 млн лет тому

назад, считается, что тектонические напряжения, сопутствующие этим движениям, вероятнее всего подверглись значительной релаксации и не влияют на сейсмическую активность горного массива в рассматриваемом районе.

