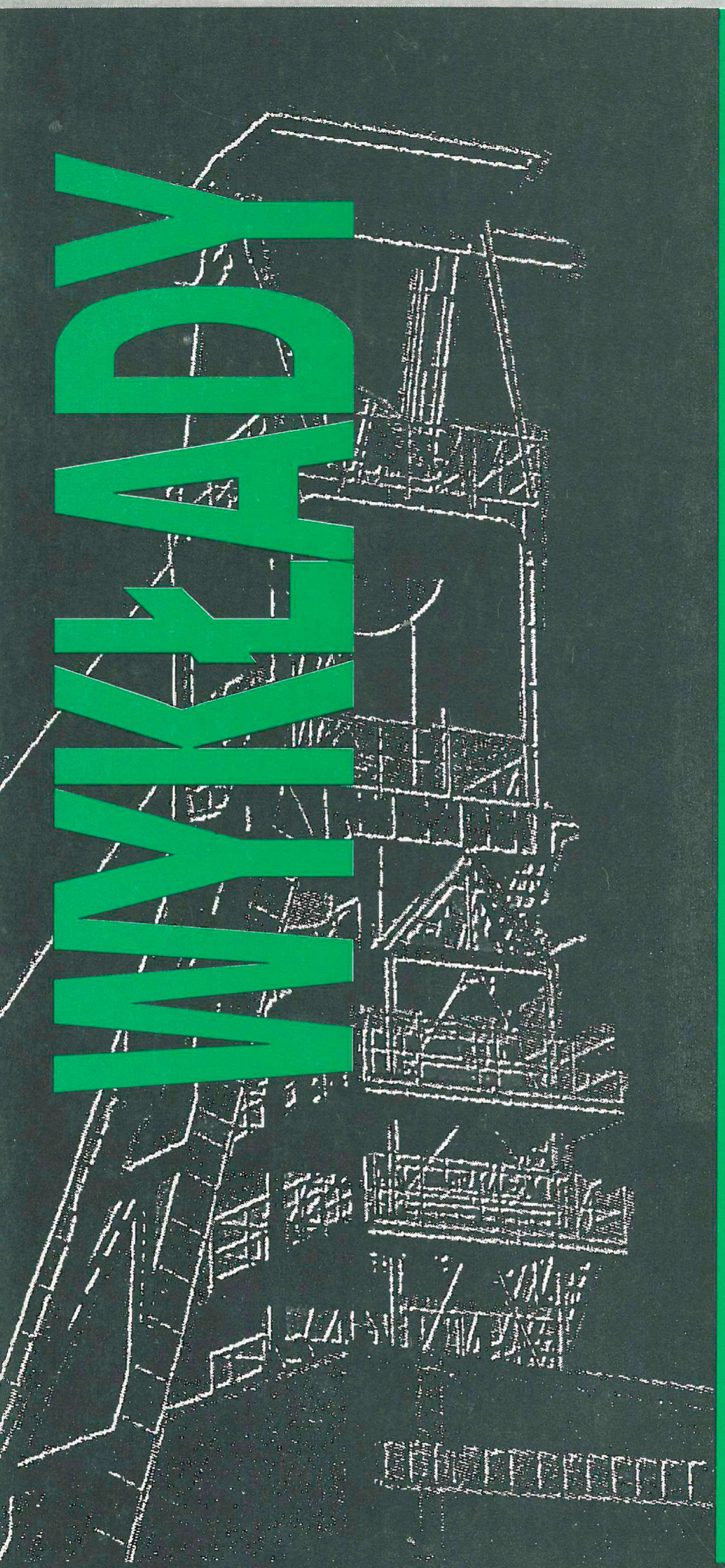


NR 9

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

LESZEK WOJNO

PRAKTYCZNE ASPEKTY PROJEKTOWANIA OBUDÓW WYROBISK KORYTARZOWYCH W ŚWIETLE DOŚWIADCZEŃ GÓRNICTWA RPA I MOŻLIWOŚCI ICH ADAPTACJI W GÓRNICTWIE POLSKIM

BIBLIOTEKA SZKOŁY EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021

KGHM
POLSKA MIEDŹ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

Centrum Podstawowych Problemów
Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN

Zakład Górnictwa Podziemnego AGH

LESZEK WOJNO

PRAKTYCZNE ASPEKTY PROJEKTOWANIA OBUDÓW KORYTARZOWYCH W ŚWIETLE DOŚWIADCZEŃ GÓRNICTWA RPA I MOŻLIWOŚCI ADAPTACJI W GÓRNICTWIE POLSKIM

Szkoła Eksploatacji Podziemnej '95

Szczyrk 27 luty—3 marzec 1995

BIBLIOTEKA SZKOŁY EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

SERIA WYKŁADY NR 9

KOMITET ORGANIZACYJNY

Jacek Jarosz (sekretarz), Jerzy Kicki (przewodniczący), Maciej Mazurkiewicz, Zenon Pilecki (wiceprzewodniczący), Zbigniew Piotrowski, Richard Sabela — honorowy przedstawiciel w Niemczech, Piotr Saługa, Jacek Sobczyk, Krzysztof Stachurski, Jan Wacławski

ADRES KOMITETU ORGANIZACYJNEGO

Szkoła Eksploatacji Podziemnej
ul. J. Wybickiego 7
31-261 Kraków 65, skr. poczt. 49
tel/fax (0-12) 36-12-24
fax 36-35-24

Druk publikacji wykonano na podstawie tekstów dostarczonych przez Autora

Wszelkich informacji dotyczących materiałów udziela Komitet Organizacyjny

ISBN 83-86286-32-6

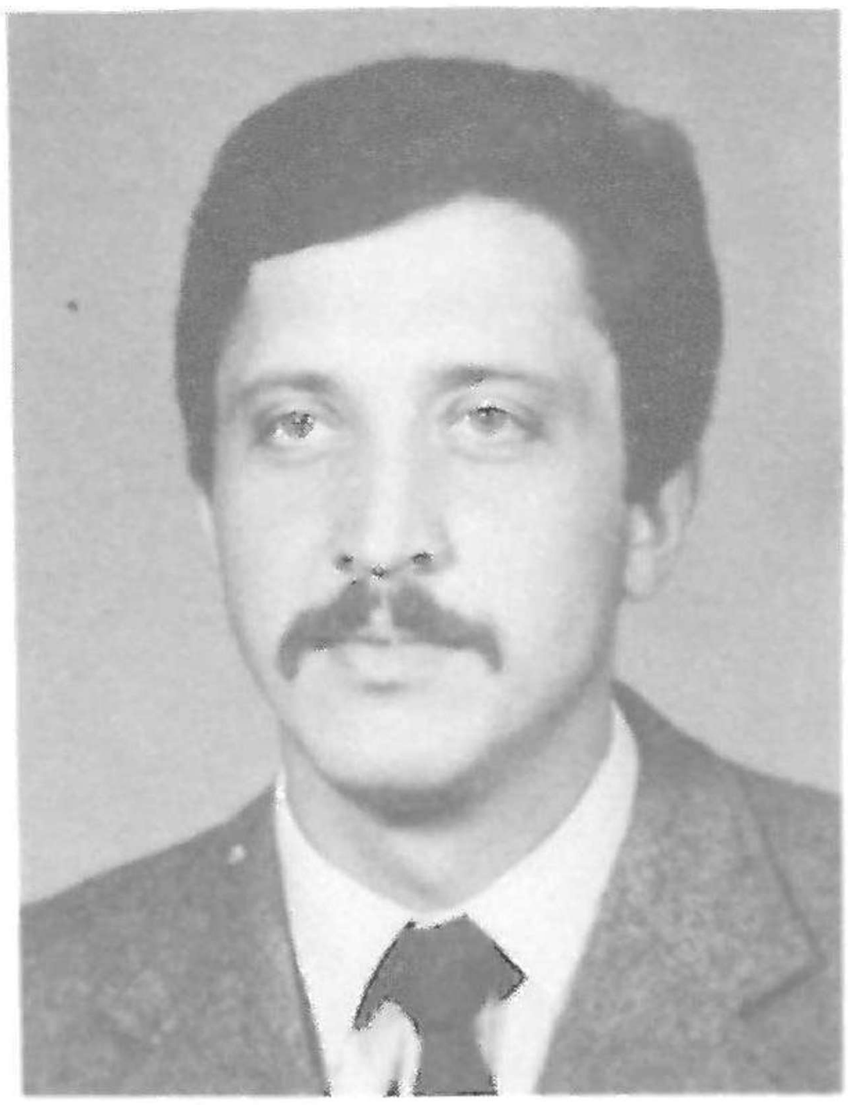
ADRES WYDAWNICTWA

32-261 Kraków, ul. J. Wybickiego 7, CPPGSMiE PAN

Druk z gotowych oryginałów wykonała: Drukarnia APOSTROF s.c., Kraków, ul. Rajska 6.
Wydanie I. Nakład 350 egz.

LESZEK WOJNO

Praktyczne aspekty projektowania obudów korytarzowych w świetle doświadczeń górnictwa RPA i możliwości adaptacji w górnictwie polskim



LESZEK WOJNO

(notka biograficzna)

Urodzony 12 października 1949 roku w Olsztynie

Studia, stopnie naukowe, funkcje :

1973 ukończył studia z zakresu eksploatacji i przeróbki rud na Wydziale Górniczym Politechniki Wrocławskiej uzyskując stopień magistra inżyniera.
1977 doktorat z zakresu inżynierii materiałowej dla potrzeb budownictwa górniczego.
1982 uzyskał stypendium rządu kanadyjskiego (Visiting Fellowship) w Canadian Centre for Mineral and Energy Technology, Ontario, Kanada.
1973-81 pracownik naukowo-badawczy i wykładowca na Wydziale Politechniki Wrocławskiej.

Visiting professor w :

1981 Akademia Górnicza we Freibergu, Niemcy.
1987 University of Witwatersrand, Johannesburg, Republika Południowej Afryki.
1987 University of Pretoria, Republika Południowej Afryki.
1982 Ekspert w dziedzinie projektowania systemów obudów górniczych w Chamber of Minex Research Organization, obecnie Council for Scientific and Industrial Research (CSIR) Mining Technology Division, Johannesburg.

Członek organizacji i stowarzyszeń naukowych :

1989 South African Council for Professional Engineers
1987 International Society for Rock Mechanics.
1988 The South African Institute of Mining and Metallurgy (Fellow).
1992 The South African National Committee on Tunneling (SANCOT).

Autor ponad 45 prac naukowych, skryptów, patentów i ekspertyz wykonywanych dla potrzeb górnictwa polskiego, południowo-afrykańskiego oraz przemysłów wydobywczych innych krajów południowej części kontynentu afrykańskiego.

Seria „Wykłady" nr 9 Szkoły
Eksploatacji Podziemnej '95, s. 1 48

Leszek WOJNO
CSIR, Johannesburg (RPA)

Praktyczne aspekty projektowania obudów korytarzowych w świetle doświadczeń górnictwa RPA i możliwości adaptacji w górnictwie polskim

Słowa kluczowe

Geomechaniczne klasyfikacje górotworu-wyrobiska korytarzowe-projektowanie obudów kotwiowych-mechanizmy niszczenia obudów kotwiowych-quasi-statyczne i dynamiczne obciążenia i deformacje wyrobisk

Wykład został przedstawiony w formie seminarium, które poprzedzało obrady Szkoły Eksploatacji Podziemnej '95. Składa się on z trzech części, w których kolejno omówiono:

— klasyfikacje górotworu i ocenę ich przydatności w polskich warunkach górniczych,

— podstawy projektowania, mechanizmy obciążeń, niszczenia, kryteria,

— rodzaje obudowy wyrobisk korytarzowych, przykłady zastosowań ze szczególnym uwzględnieniem dużych deformacji w warunkach quasi-statycznych i dynamicznych.

Niniejsza publikacja stanowi omówienie najważniejszych aspektów problematyki poruszonej w trakcie wykładu.

Streszczenie

W pierwszej części wykładu podano opis oraz przykłady stosowania dwóch najbardziej popularnych klasyfikacji górotworu:

— geomechanicznej, opracowanej przez Bieniawskiego, oraz

— systemu klasyfikacji Q, opracowanego przez Bartona i wsp.

W pierwszym przypadku określona liczba punktów jest przydzielana poszczególnym parametrom klasyfikacji, zaś ich suma zwana „RMR" wykorzystywana jest do określania maksymalnego okresu samonośności nieobudowanego wyrobiska korytarzowego oraz parametrów wytrzymałościowych górotworu.

Druga klasyfikacja wprowadza pojęcie indeksu „Q", który określany jest jako funkcja 6 parametrów, do których zalicza się RQD oraz 5 współczynników charakteryzujących cios skały, chropowatość powierzchni, przeobrażenie warstw, wpływ wody gruntowej oraz zmiany ciśnienia. Aby skorelować wartość „Q" ze stanem wyrobiska oraz wymaganiami dotyczącymi jego obudowy, autorzy systemu wprowadzili pojęcie „wymiaru ekwiwalentnego", którego definicja wraz z przykładem obliczań dołączona jest do niniejszego wykładu.

W drugiej części wykładu w zwięzły sposób przedstawiono typoowe rozważania w trakcie projektowania obudów wyrobisk korytarzowych w trudnych warunkach kopalń RPA, a także omówiono najważniejsze czynniki uwzględniane w procesie projektowania. Ogólne praktyczne zalecenia wynikające z analizy poszczególnych czynników oraz ich wpływu na stateczność wyrobisk przedstawione są na zakończenie indywidualnych podrozdziałów.

W trzeciej i ostatniej części wykładu omówione są typowe rozwiązania obudów, proporcje oraz warunki, w jakich są stosowane. Szczególną uwagę zwrócono na rozwiązania obudów dla warunków wysokich naprężeń powodujących znaczne deformacje górotworu, tak statyczne, jak i dynamiczne.

1. Klasyfikacje górotworu i ocena ich przydatności w polskich warunkach górniczych

Klasyfikacja górotworu stanowi integralną część projektowania obudowy wyrobiska korytarzowego. Do najbardziej popularnych zaliczane są dwie klasyfikacje: pierwsza opracowana przez Bieniawskiego i druga zaproponowana przez Bartona, Liena i Lunde (Q System). Oba systemy uwzględniają wystarczającą ilość informacji dla przeprowadzenia realistycznej oceny czynników wpływających na stateczność wyrobisk.

1.1. Klasyfikacja geomechaniczna

Klasyfikacja ta używa pięciu podstawowych parametrów dla górotworu. Sposób, w jaki parametry te zostały wprowadzone do proponowanego systemu przedstawiony jest w części A tabeli 1.

Określona liczba punktów, lub innymi słowy „wartości znamionowych", jest przydzielona każdemu zakresowi wartości dla każdego parametru klasyfikacji, suma zaś tych poszczególnych wartości znamionowych nazwana jest wartością RMR (Rock Mass Rating). Wartość RMR musi również uwzględniać poprawkę na położenie/kierunek ciosu skały, dodając (ze znakiem ujemnym, a więc odejmując) wartości odpowiadające poszczególnym kierunkom ciosu skały w stosunku do kierunku, w jakim drążone jest wyrobisko korytarzowe. Wartości liczbowe poprawek na kierunek ciosu lub uławicenia skały podane są w części B tabeli 1. Objaśnienia używanych terminów, jak też opisów, podane są w tabeli 2. Część C tabeli 1 podaje kategorie (klasy) oraz opis przydzielony poszczególnym klasom górotworu o różnej łącznej punktacji.

Interpretacja tych wartości liczbowych warażona jest jako funkcja:

— maksymalnego okresu samonośności wyrobiska korytarzowego bez obudowy,

— parametrów wytrzymałościowych górotworu

i przedstawiona jest w części D tabeli 1.

Wartość RQD (Rock Quality Designation) według Deera (1964) używana w tabeli 1 jest zdefiniowana jako procent rdzenia, uzyskanego z wiercenia, w kawałkach o długości 100 mm i dłuższych, w stosunku do całkowitej długości otworu wiertniczego:

$$\text{RQD}\ (\%) = 100 \times (\text{łączna długość kawałków rdzenia})/\text{całkowita długość otworu}$$

Tabela 1. Klasyfikacja geomechaniczna dla uławiconych mas skalnych (Bieniawski 1979)

Table 1. Geomechanics classification of Jointed Rock Mass. After Bieniawski (1979)
A. Classification parameters and their ratings, B. Rating Adjustments for joint orientation, C. Rock mass classes determined from total ratings, D. Meaning of rock mass classes

A. Parametry klasyfikacji i ich wartości znamionowe

Parametr			Zakres wartości						
1	Wytrzymałość materiału skalnego	Wskaźnik obciążenia skupionego	> 10 MPa	4—10 MPa	2—4 MPa	1—2 MPa	Dla tak niskich wartości preferowana jest wytrzymałość na ściskanie		
		Wytrzymałość materiału skalnego	> 250 MPa	100—250 MPa	50—100 MPa	25—50 MPa	5—25 MPa	1—5 MPa	< 1 MPa
	Wartość znamionowa (punktacja)		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90—100%	75—90%	50—75%	25—50%	< 25%		
	Wartość znamionowa (punktacja)		20	17	13	8	3		
3	Śr. odl. między warstwami skały		> 2 m	0,6—2 m	200—600 mm	60—200 mm	< 60 mm		
	Wartość znamionowa (punktacja)		2	15	8	8	5		
4	Stan płaszczyzn uławicenia		B. chropowata powierzchnia nieciągła, przylegające płaszczyzny, nie zwietrzała powierzchnia skały	Lekko chropowate powierzchnie, rozdzielone szczeliną < 1 mm lekko zwietrzałe ścianki	Lekko chropowate powierzchnie, szczelina < 1 mm mocno zwietrzałe ścianki	Wygładzone powierzchnie **lub** Szczelina wypełniona 5 mm roztartej skały **lub** Ciągłe powierzchnie oddzielone 1—5 mm szczelina	Miękkie wypełnienie > 5 mm grubości **lub** Ciągłe powierzchnie oddzielone > 5 mm szczelina		
	Wartość znamionowa		30	25	20	10	0		
5	Woda gruntowa	Dopływ wzdłuż 10 m tunelu/wyrobiska	Brak dopływu **lub**	< 10 litrów/ /min **lub**	10—20 litrów/ /min **lub**	25—125 litrów/min **lub**	> 125 litrów/min **lub**		
		Ciśnienie wody / Max naprężenie główne	0 **lub**	0,0—0,1 **lub**	0,1—0,2 **lub**	0,2—0,5 **lub**	> 0,5 **lub**		
		Ogólne warunki	Kompletnie sucho	Wilgotno	Mokro	Kapanie	Wypływ wody		
	Wartość znamionowa		15	10	7	4	0		

Tabela 1 cd.

Table 1 cont.

B. Poprawka na położenie płaszczyzn uławicenia (cios)

Rozciągłości upad płaszczyzn uławicenia		B. korzystne	Korzystne	Akceptowalne	Niekorzystne	B. niekorzystne
Wartości znamionowe (punktacja)	Wyrobiska korytarzowe	0	–2	–5	–10	–12
	Fundamenty/podłoża	0	–2	–7	–15	–25
	Skarpy/zbocza	0	–5	–25	–50	–60

C. Klasy górotworu określone na podstawie uzyskanej łącznej punktacji

Wartość znamionowa (punktacja)	100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 20
Klasa No.	I	II	III	IV	V
Opis	Skała b. dobra	Skała dobra	Skała średnio dobra	Skała słaba	Skała b. słaba

D. Znaczenie poszczególnych klas górotworu

Klasa No.	I	II	III	IV	V
Średni czas samonośności wyrobiska nie obudowanego	10 lat dla 15 m rozpiętości	6 miesięcy dla 8 m rozpiętości	1 tydzień dla 5 m rozpiętości	10 godzin dla 2,5 m rozpiętości	30 minut dla 1 m rozpiętości
Spójność górotworu	> 400 kPa	300—400 kPa	200—300 kPa	100—200 kPa	< 100 kPa
Kąt tarcia wewnętrznego górotworu	> 45°	35—45°	25—35É	15—25°	< 15°

Wartość RQD jest zwykle określana dla każdego odcinka wiercenia rdzeniowego (części otworu) o długości jednego lub dwóch metrów.

Bieniawski skorelował uzyskaną wartość RMR z czasem, w jakim nieobudowane wyrobisko o określonej rozpiętości pozostaje samonośne, tzn. utrzymuje swoją stateczność. Ta zależność (funkcja) przedstawiona jest na rysunku 1.1.

Polowe obliczenia wartości RMR są względnie proste, jeśli wykorzystuje się do tego celu wyniki z badań przygotowawczych. Jeśli jakiś parametr jest nieznany, wówczas możliwe jest wstępne założenie wartości tego parametru i przeprowadzenie analizy „czułości" (wrażliwości) RMR dla różnych założonych wartości rozważanego parametru.

Podany poniżej praktyczny przykład zastosowania zmodyfikowanej klasyfikacji geomechanicznej ilustruje sposób wykorzystania tego systemu.

Po zidentyfikowaniu poszczególnych rejonów zasadniczo różniących się własnościami górotworu, a więc i jego statecznością, określić należy parametry klasyfikacji na podstawie badań polowych i sporządzonego zapisu tych danych jak w dołączonej tabeli.

Rozważmy przykład górotworu granitowego, w którym ma być drążone wyrobisko korytarzowe. Wykorzystując klasyfikacje Bieniawskiego uzykano następujace rezultaty:

Parametr klasyfikacji	Wartość lub opis	Wartość znamionowa
1. Wytrzymałość skały na ściskanie	150 MPa	12
2. RQD	70%	13
3. Odl. między nieciągłościami	0,5 m	10
4. Stan płaszczyzn nieciągłości	Lekko chropowate powierzchnie, rozdzielone szczelinami < 1 mm, lekko zwietrzałe ścianki	25
5. Woda gruntowa	kapie	4
Łączna punktacja		64

Wyrobisko było położone w taki sposób, że rozciągłość dominującego zespołu (zbioru) płaszczyzn uławicenia/uwarstwienia przecina wyrobisko prostopadle do jego dłuższej osi przy upadzie warstw 30° w kierunku przeciwnym do kierunku drążenia wyrobiska korytarzowego. Zgodnie z tabelą 2, takie położenie nieciągłości geologicznych w wyrobisku korytarzowym jest zakwalifikowane jako niekorzystne, zatem przyjęto wartość poprawki — 10, zgodnie z tabelą 1B. W rezultacie ostateczna punktacja uzyskana dla rozważanego górotworu i I wyrobiska wynosi 54, co plasuje górotwór w pobliżu górnego końca klasy III określonej jako skała średnio dobra lub o średniej wytrzymałości.

Według rysunku 1.1 czas, przez jaki rozpatrywane nieobudowane wyrobisko korytarzowe o szerokości 3 m pozostaje samonośne, wynosi około 1 miesiąca.

1.2. Klasyfikacja górotworu według systemu „Q"

Na podstawie analizy dużej liczby danych na temat stateczności wielu wyrobisk podziemnych typu korytarzowego, autorzy: Barton, Lien i Lunde z Norweskiego Instytutu

Geotechnicznego (Norwegian Geotechnical Institute NGI), zaproponowali indeks (wskaźnik) dla określania jakości górotworu z punktu widzenia łatwości drążenia w nim wyrobisk korytarzowych. Wartość tego wskaźnika Q jest zdefiniowana następująco:

$$Q = RQD \times J_r \times J_w/J_n \times J_a \times SRF$$

gdzie:

RQD (%) = 100 × długość rdzenia w kawałkach > 100 mm/długość otworu

J_n — numer zbioru warstw (ciosu) w skale,
J_r — liczba określająca chropowatość (szorstkowość) powierzchni,
J_a — liczba określająca przeobrażenie warstw,
J_w — współczynnik określający wpływ ciśnienia wody,
SRF — współczynnik uwzględniający zmiany ciśnienia.

Tabela 2. Wpływ kierunku rozciągłości i upadu płaszczyzn nieciągłości na wyrobiska korytarzowe

Table 2. The effect of discontinuity strike and dip orientations in tunneling

Rozciągłość prostopadle do dłuższej osi wyrobiska korytarzowego				Rozciągłość płaszczyzn uławicenia równoległa do osi wyr. korytarzowego		Upad 0—20° niezależnie od rozciągłości
Drążenie w kier. upadu (nie po upadzie)		Drążenie w kier. przeciwnym do kier. upadu				
Upad 45—90°	Upad 20—45°	Upad 45—90°	Upad 20—45°	Upad 45—90°	Upad 20—45°	
B. korzystne	Korzystne	Średnio korzystne	Niekorzystne	B. niekorzystne	Średnio korzystne	Niekorzystne

Wartości liczbowe poszczególnych parametrów należy określać według tabeli 3.

Czytelnik może odnieść wrażenie, że system Q jest skomplikowany i w rezultacie trudny do wykorzystania w praktycznej analizie problemów. W rzeczywistości tak nie jest i przykład, w którym określony zostaje wskaźnik Q to jasno przedstawia.

Ważne jest jednak, aby w rozważaniach wziąć pod uwagę nie tylko informacje ujęte w tabeli 3, ale również dodatkowe komentarze, które przygotowane zostały przez autorów systemu Q.

Tabela 3. Klasyfikacja poszczególnych parametrów używanych w systemie „Q"

Table 3. Classification of individual parameters used in the Q-System

Opis	Wartość	Komentarz
1	2	3
1. RQD		(I) Gdzie RQD zmierzone lub szacowane jest < 10 (łącznie z wartością 0), w równaniu (a) należy użyć wartość RQD = 10
A. Bardzo słaby	0—25	
B. Słaby	25—50	(II) Interwały pięciu jednostek np. RQD 100,
C. Średnio dobry	50—75	95, 90 itd. są wystarczająco dokładne
D. Dobry	75—90	
E. Znakomity	90—100	

Tabela 3 cd.

Table 3 cont.

1	2	3
2. Numer zbioru nieciągłości	(J_n)	
A. Calizna, wcale lub kilka warstw	0,5—1,0	
B. Jeden zbior nieciągłości/warstw	2	
C. Jeden zbior + nieregularne nieciągłości	3	
D. Dwa zbiory nieciągłości/uławicenia	4	
E. Dwa zbiory + nieregularne nieciągłości	6	
F. Trzy zbiory	9	(I) Dla skrzyżowań używać ($3,0 \times J_n$)
G. Trzy zbiory + nieregularne nieciągłości	12	(II) Dla sklepień używać ($2,0 \times J_n$)
H. Cztery albo więcej zbiorów, przypadkowe, intensywnie spękane itd.	15	
J. Skruszona skała, gleba	20	
3. Liczba określająca chropowatość	(J_r)	
(a) warstwy w kontakcie		
(b) warstwy w kontakcie do 10 cm ścinania		
A. Warstwy nieciągłe	4	
B. Chropowate, nieregularne, sfałdowane	3	
C. Gładkie, sfałdowane	2	
D. Wygładzone poprzez ścinanie, sfałdowane	1,5	(I) Dotyczy małych i średnich nieregularności
E. Chropowate. nieregularne, płaskie	1,5	(II) Dodać 1,0, jeżeli śr. rozstawienie w rozpatrywanym zbiorze geologicznych nieciągłości przekracza 3 m.
F. Gładkie, płaskie	1,0	
G. Wygładzone, płaskie	0,5	(III) Jr = 0,5 można przyjąć dla płaskich, wygładzonych płaszczyzn nieciągłości
(c) po ścięciu, brak kontaktu warstw		
H. Strefa wypełniona gliną/iłem wystarczająco gruba, aby zapobiec kontaktowi powierzchni	1,0	
J. Piaszczysta lub skruszona warstwa uniemożliwiająca kontakt pomiędzy powierzchniami	1,0	
4. Liczba określająca przeobrażenie nieciągłości	(J_a)	(ϕ) approx.
(a) warstwy w kontakcie/nieciągłości zamknięte		
A. Ściśle, nieprzepuszczalne wypełnienie szczelin, np. kwarcem lub epidotem	0,75	(—)
B. Nie przeobrażona ścianka nieciągłości/tylko przebarwienie	1,0	(25—35°)
C. lekko przeobrażone ścianki, twarde mineralne powłoki, piasek, skruszona skała (nie glina lub ił)	2,0	(25—35°)
D. Mulaste lub piaskowo-iłowe powłoki	3,0	(20—25°)
E. Miękнące lub iłowe powłoki o małym wsp. tarcia, np. kaolinint, mika, talk, gips, grafit, pęczniejący ił	4,0	(8—16°)
(b) ścianki w kontakcie do 10 cm ścinania		
F. Części piaskowe, skruszona skała (bez gliny)	4,0	(25—35°)
G. Silnie skonsolidowane, iłowe wypełnienia o grubości < 5 mm	6,0	(16—24°)

Tabela 3 cd.

Table 3 cont.

1	2	3
H. Średnio lub słabo skonsolidowane, mięknące wypełnienine iłowe/glina, ciągłe, grubość < 5 mm	8,0	(12—16°)
J. Wypełnienine pęczniejącymi iłami, np. montmorillonit (ciągły, lecz o grubości < 5 mm) Wartość J_a zależy od wielkości pęcznienina cząsteczek iłu oraz dostępu do wody	8,0—12	(6—12°)
(c) brak kontaktu ścianek po ścięciu		
K. Strefy, pasemka zniszczonej/skruszonej skały		(ϕ) approx.
L. lub iłu	6, 8	(6—24°)
M.	lub 8—12	
N. Strefy lub pasemka zamulonej albo zapiaszczonej gliny nie mięknące drobne frakcje gliny	5,0	(—)
	10, 13	(6—24°)
O,P. Grube, ciągłe strefy albo pasma gliny	lub 13—20	
R. (opis stanu gliny wg G, H, J)		

5. **Współczynnik określający wpływ ciśnienia wody**	(J_w)	Ciśnienie wody (kPa/cm^2)	
A. Suche wyrobiska lub nieznaczny dopływ < 5 l/min	0,1	< 1,0	
B. Średni dopływ lub ciśnienie, czasami wypłukiwanie wypełnienia szczelin	0,66	1—2,5	
C. Duży dopływ lub wys. ciśnienie w skałach zwięzłych z niewypełnionymi szczelinami	0,5	2,5—10	(I) Współczynniki od C do F są przybliżeniami Należy założyć wyższą wartość J_w, jeśli zainstalowany jest drenaż
D. Duży dopływ lub wys. ciśnienie, znaczne wymywanie materiału wypełniającego szczeliny	0,33	2,5—10	
E. Wyjątkowo duży dopływ lub wys. ciśnienie wkrótce po odstrzeleniu przodka, malejące z czasem	0,2—0,1	> 10	(II) Specjalne problemy związane z formowa-
F. Wyjątkowo duży dopływ lub wys. ciśnienie utrzymujące się w czasie (stale obecne)	0,1—0,05	> 10	niem się lodu są pominięte w rozważaniach

6. **Współczynnik uwzględniający zmiany ciśnienia**	(SRF)	
(a) Strefy o mniejszej wytrzymałości, które mogą powodować luzowanie się materiału skalnego w trakcie drążenia wyrobiska		
A. Wielokrotnie pojawiające się strefy o słabszej wytrzymałości zawierające glinę lub chemicznie zniszczoną skałę, b. luźne skały (niezależnie od głębokości)	10	(I) Należy zredukować podane obok wartości SRF od 25 do 59%, jeśli rozpatrywane strefy zniszczenia poślizgowego wpływają na stateczność wyrobiska, lecz go nie przecinają
B. Pojedyncza strefa o małej wytrzymałości lub skały chemicznie rozłożone (gleb. wyrobiska < 50 m)	5	
C. Pojedyncza strefa o małej wytrzymałości lub skały chemicznie rozłożone (gleb. wyrobiska > 50 m)	2,5	

Tabela 3 cd.

Table 3 cont.

1	2		3
D. Powtarzające się strefy zniszczenia poślizgowego (ścinanie) w zwięzłej skale (bez iłów), luźna skała otaczająca (niezależnie od głębokości)	7,5		
E. Pojedyncza strefa zniszczenia poślizgowego w zwięzłej skale (bez iłu) (głębokość wyrobiska < 50 m)	5,0		
F. Pojedyncza strefa zniszczenia poślizgowego w zwięzłej skale (bez iłu) (głębokość wyrobiska > 50 m)	2,5		
G. Luźne, otwarte szczeliny, intensywnie uławicona skała (na dowolnej głębokości)	5,0		
(b) Skała zwięzła, problemy związane ze stanem naprężeń $\sigma_c/\sigma_1 > 200$, $\sigma_t/\sigma_1 > 13$	(SRF)		(II) Dla silnie anizotropowego naprężenia pierwotnego (jeśli zmierzone): 1,0 dla $5 < \sigma_1/\sigma_3 < 10$, zredukować σ_c i σ_t do 0,8 σ_c i 0,8 σ_t. Dla $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, zredukować σ_c i σ_t do 0,6 σ_c i 0,6 σ_t, gdzie 10—20 σ_c = wytrzymałość skały na ściskanie σ_t = wytrzymałość na rozciąganie (metoda obciążania punktowego) σ_1 i σ_3 max. i min. napręż. główne (III) W niewielu zanotowanych przypadkach, gdzie głębokość, na której jest sklepienie wyrobiska jest mniejsza niż rozpiętość wyrobiska, należy zwiększyć z 2,5 do 5.
H. Niskie naprężenie, mała głębokość	2,5	10—0,66	
J. Średnie naprężenie	200—10		
K. Wysokie naprężenie, b. zwięzła struktura (zwykle korzystna dla stabilności)	10—5	0,5—2	
	0,66—0,33		
L. Łagodne tąpnięcia (w caliźnie)	5—2,5	5—10	
	0,33—0,16	0,16	
M. Mocne tąpnięcia (w caliźnie)	2,5		
(c) Skały zaciskające: plastyczne zaciskanie pod wpływem wysokiego ciśnienia			
		5—10	
N. Średnio zaciskające ciśnienie skał		10—20	
O. Mocno zaciskające ciśnienie skał			
d) Pęczniejące skały: (chemicznie w obecności wody)		5—10	
P. Średnie ciśnienie pęczniejącej skały		10—20	
R. Intensywne ciśnienie pęczniejącej skały			

Dodatkowy komentarz dotyczący korzystania z tabeli 3.

W procesie szacowania wartości Q, poza danymi zawartymi w tabelach należy uwzględnić następujące wytyczne:

1. W przypadku braku rdzenia wiertniczego, wartość RQD może być oszacowana na podstawie liczby spękań/nieciągłości na jednostkę objętości skały. Prosta zależność może być użyta dla określenia wartości RQD w przypadku beziłowego górotworu:

$$RQD = 115 - 3{,}3\ J_v\ (approx.)$$

gdzie:

J_v = *łączna liczba spękań na* m^3

(RQD = 100 dla J_v < 4,5)

2. Na parametr J_n reprezentujący liczbę zbiorów spękań/nieciągłości geologicznych często wpływać będą foliacja/rozwarstwianie, złupkowacenia, uławicenia czy kliważ. Jeśli te równoległe „spękania" są silnie rozwinięte, wówczas należy je traktować jako oddzielny zbiór.

3. Parametry J_r oraz J_a (reprezentujące wytrzymałość na ścinanie) powinny uwzględniać najsłabszy, przeważający (wyróżniający się) zbiór nieciągłości geologicznych (warstw lub wypełnionych iłem spękań) w określonej strefie.

Jednakże, gdy zbiór spękań lub nieciągłości o minimalnej wartości (J_r/J_a) jest korzystnie położony z punktu widzenia stabilności wyrobiska, wówczas drugi co do ważności zbiór spękań, może się okazać groźniejszy dla stabilności wyrobiska z powodu mniej korzystnego położenia. W takiej sytuacji, w obliczeniach wartości Q należy uwzględnić wartość współczynnika J_r/J_a właśnie dla tego zbioru, mimo że może on mieć wyższą wartość. W istocie, wartość współczynnika J_r/J_a powinna nawiązywać do powierzchni najbardziej narażonej na zainicjowanie niszczenia/ścinania.

4. W sytuacji, kiedy górotwór zawiera glinę, w obliczeniach należy przyjmować współczynnik SRF typowy dla luzującej się skały (jak w punkcie 6 tab. 3). W takich sytuacjach wartość wytrzymałości tej skały uzyskaną na zwięzłej próbce nie ma praktycznego znaczenia. Jeśli jednak uławicenie skały jest minimalne i nie obserwuje się wypełnienia spękań gliną, wówczas wytrzymałość skały określona na zwięzłej próbce może się stać najsłabszym ogniwem, a wówczas stateczność zależeć będzie od proporcji naprężenie w skale/wytrzymałość skały. Silnie anizotropowe naprężenia w górotworze są niekorzystne dla stateczności wyrobisk i należy to wziąć pod uwagę zgodnie z sugestiami zawartymi w komentarzu II dla punktu 6 w tabeli.

5. Wytrzymałości na ściskanie i rozciąganie (σ_c oraz σ_t) skały nienaruszonej, powinny być określane w warunkach nasycenia, typowych dla obecnych lub przyszłych warunków in situ. Zaleca się bardzo konserwatywną ocenę wytrzymałości dla skał, których wytrzymałość maleje wraz z rosnącą wilgotnością środowiska lub nasyceniem skały.

Aby skorelować wartość Q ze stanem wyrobiska oraz wymaganiami dotyczącymi jego obudowy, Barton, Lien i Lunde wprowadzili definicję nowej wielkości, którą nazwali **wymiarem ekwiwalentnym/zastępczym/równoważnym (equivalent dimension) D_e**. Wielkość ta określana jest poprzez podzielenie rozpiętości, średnicy lub wysokości ociosu/ściany wyrobiska przez wielkość nazwaną **współczynnikiem obudowy wyrobiska (excavation support ratio), ESR**. Tak więc wielkość D_e określana jest następująco:

D_e = rozpiętość/średnica/wysokość wyrobiska (m) : ESR

Wartość liczbowa ESR zależy od planowanego typu użytkowania wyrobiska oraz zadanego stopnia bezpieczeństwa. Barton (1976) zaproponował następujące wartości współczynnika ESR:

KATEGORIA WYROBISKA	ESR
A. Tymczasowe wyrobiska górnicze	3—5
B. Stałe wyrobiska górnicze, tunele wodne dla hydroelektrowni (za wyjątkiem tunelu zasilającego turbinę), wyrobiska pilotujące, wyrobiska doprowadzające do dużych komór	1,6
C. Wyrobiska dla magazynowania towarów, w zakładach uzdatniania wody, mniejsze tunele drogowe i kolejowe, komory wyrównawcze	1,3
D. Elektrownie, główne tunele drogowe i kolejowe, schrony, skrzyżowania wyrobisk	1,0
E. Podziemne elektrownie jądrowe, stacje kolejowe, podziemne sale i stadiony sportowe, podziemne fabryki	0,8

Zależność pomiędzy wartością Q oraz wymiarem ekwiwalentnym D_e dla wyrobiska nieobudowanego, które pozostaje samonośne jest zilustrowana na rysunku I.2.

Poniżej podany jest praktyczny przykład zastosowania systemu Q do klasyfikacji górotworu (według Hoek i Brown, 1980).

Podziemna komora z przeznaczeniem na kruszarnię jest drążona w wapieniu stanowiącym spąg złoża rudy cynkowo-ołowiowej. Dla proponowanego wyrobiska należy określić jego rozpiętość, którą można by pozostawić bez obudowy.

W tym celu przeprowadzono następujacą analizę:

Pozycja		Opis	Wartość liczbowa
1.	Jakość skały	dobra	RQD = 80%
2.	Zbiory nieciągłości	dwa	$J_n = 4$
3.	Chropowatość	szorstkie	$J_r = 3$
4.	Przeobrażenie nieciągłości/spękań	zawierające glinę	$J_n = 4$
5.	Obecność wody	duży dopływ	$J_w = 0,33$
6.	Zmiany naprężeń	średnie naprężenie	SFR = 1,0

Podstawiając powyższe wartości do równania opisujacego Q:

$$Q = 80/4 \times 3/4 \times 0,33/1 = 5$$

Z rysunku 1.2 maksymalny wymiar ekwiwalentny D_e dla nieobudowanego wyrobiska w rozważanej skale wynosi 4 metry. Dla stałych wyrobisk podziemnych dla współczynnika obudowy wyrobiska ESR przyjęto wartość 1,6 i w rezultacie, maksymalna rozpiętość wyrobiska bez obudowy, które to wyrobisko można wykorzystać na komorę dla kruszarek wynosi:

$$ESR \times D_e = 1,6 \times 4 = 6,4 \text{ metry.}$$

W praktyce, dla rozwiązywania problemów, często używane są oba systemy klasyfikacji górotworu, tzn. klasyfikacja geomechaniczna oraz system Q. Doświadczenia wskazują na to, że w bardzo słabych skałach, które podlegają zaciskaniu, pęcznieniu itd., klasyfikacja geomechaniczna jest trudna do stosowania i z tego względu, dla tak trudnych warunków zaleca się stosowanie systemu Q.

2. Podstawy projektowania, mechanizmy obciążeń, niszczenia, kryteria

Wagę właściwego projektowania wyrobisk korytarzowych w warunkach kopalń południowoafrykańskich ilustruje m.in. fakt, że poważne wypadki spowodowane opadami skał w tych wyrobiskach stanowią ponad 20% wszystkich rejestrowanych wypadków. Związane z tym koszty plus koszty drążenia oraz wyposażenia wyrobisk korytarzowych (wahające się od ok. 700 do ponad 1500$ za metr bieżący wyrobiska) wskazują, jak istotne jest zapewnienie stateczności tych wyrobisk, niezależnie od czasu ich użytkowania. Wymaga to szczegółowej znajomości warunków naprężeń w górotworze, jego własności mechanicznych, reologicznych, chemicznych itd., aby w rezultacie możliwe było prawidłowe projektowanie wyrobiska oraz instalacja właściwej obudowy ze szczególnym uwzględnieniem wymogów eksploatacyjnych wyrobiska. Wśród najważniejszych czynników wpływających na stateczność wyrobiska korytarzowego jest jego usytuowanie, technika drążenia, wymiar, kształt, kierunek, warunki sejsmiczne oraz charakterystyka pracy systemu obudowy.

2.1. Wzajemne oddziaływanie górotwór—obudowa

Zachowanie się górotworu wzmocnionego obudowa kotwiową, tzn. ich wzajemne oddziaływanie, nie jest jeszcze w pełni zrozumiałe. To samo dotyczy pracy niektórych konstrukcji kotwi, mimo powszechnego ich stosowania. Sytuacja taka znajduje swoje odbicie w braku uniwersalnych zasad projektowania zarówno dla kotwi żerdziowych, jak i linowych. Wciąż jeszcze projektowanie systemów obudów kotwiowych w znacznym stopniu zależy od doświadczenia projektantów oraz wyników z poprzednich zastosowań obudowy. Mimo to jednak, niniejszy wykład stanowi próbę przedyskutowania niektórych koncepcji stosowanych w projektowaniu obudów kotwiowych w RPA.

Ważne jest, aby w procesie projektowania właściwie rozumieć jakościowe różnice w oddziaływaniu pomiędzy kotwiami mechanicznymi, wklejanymi oraz ciernymi a górotworem:

— w przypadku kotwi mechanicznych, odkształcenie jest teoretycznie stałe wzdłuż żerdzi kotwy, jakiekolwiek przemieszczenia pomiędzy dwoma punktami zakotwienia, tzn. podkładką i głowicą ekspansywną, są rozłożone na całej długości żerdźi;

— w kotwiach wklejanych/betonowanych obciążenie jest transferowane poprzez lepiszcze do skały w taki sposób, że element wzmacniający górotworu nie może być odseparowany. Obciążenie jest rozłożone wzdłuż odcinka o ograniczonej długości, od otwierającej się szczeliny w górotworze. Długość tego odcinka „dysypacji" obciążeń jest niewielka i w pewnych wypadkach wynosi od 5 do 20 średnic żerdzi kotwy. W praktyce pomierzone długości tych odcinków wynosiły od 40 do 60 cm, prawie niezależnie od wytrzymałości lepiszcza. Z uwagi na powyższe, kotwie wklejane uważane są za obudowy sztywne i dotyczy to zarówno kotwi żerdziowych, jak też linowych;

— kotwie cierne, takie jak Swellex, są podobne do kotwi wklejanych w tym sensie, że nie można w nich oddzielić deformacji górotworu od deformacji kotwi. W przypadku Split Set pośliźnie się on zanim wygenerowane zostanie w nim naprężenie zrywające. W takich samych warunkach obciążenia Swellex zachowywać się będzie tak, jak kotwie wklejane, aż do jego zniszczenia.

Często dyskutowanym problemem w projektowaniu systemów obudów kotwiowych jest pytanie czy bardziej korzystne jest stosowanie kotwi wstępnie naprężonych. Brak jednoznacznej i prostej odpowiedzi na to pytanie. Jednakże istnieją pewne zasady, których należy przestrzegać. Naprężone wstępnie kotwie pracują tak, jak naprężone wstępnie prefabrykaty betonowe. Ich zachowanie może być porównane do kotwi bez naprężenia wstępnego, które wspólnie ze skałą działają jak spękane, lecz wzmocnione konstrukcje betonowe. Gdy zastosuje się kotwie wstępnie naprężone w górotworze o losowym rozkładzie spękań, wówczas indywidualne bloki skalne poprzez wzajemne oddziaływanie tworzą wzmocnione sklepienie skalne.

W rezultacie na ogół nie dochodzi wówczas do nadmiernych deformacji. Jednak nie sprężone wstępnie żerdzie żebrowane lub liny stalowe zainstalowane w pobliżu posuwającego się przodka również zostaną naprężone z powodu odprężającego się górotworu, a więc w tej sytuacji niepotrzebne jest stosowanie kotwi wstępnie naprężonych. W przeważającej większości przypadków stosowania obudów kotwiowych (za wyjątkiem sytuacji, gdzie kotwy są zaprojektowne dla utrzymania określonego ciężaru wyznaczonego bloku skalnego) ich obciążenie jest niewielkie w porównaniu z tym, jakie przenoszone jest przez skałę otaczającą wyrobisko. Tak wiec kotwie tylko „pomagają" górotworowi, w tym, by stał się samonośny. Aby ocenić rolę kotwienia konieczne jest rozpatrzenie wzajemnego oddziaływania pomiędzy kotwią i górotworem. Przed rozpoczęciem projektowania systemu obudowy wyrobiska konieczne jest możliwie jak najlepsze oszacowanie charakterystyk obciążania i deformacji górotworu.

W sytuacji, gdy górotwór ma wyraźnie wykształcone elementy strukturalne, takie jak uwarstwienie, cios itd., wówczas zalecane jest stosowanie kotwi żerdziowych lub linowych. Są one szczególnie użyteczne, gdy w górotworze występują niestabilne bloki czy płyty skalne, które mogłyby pod ciężarem własnym odpaść od ścian wyrobiska korytarzowego. Dla takich warunków obciążenia projektowanie obudowy kotwiowej jest prostsze niż łuków lub odrzwi, szczególnie jeśli istnieje szansa na asymetryczne obciążenia. W warunkach bardziej złożonych, gdy struktura skały jest silnie naprężona, bardzo istotne stają się: sztywność obudowy i czas jej instalowania. Charakterystyka pracy obudowy musi być kompatybilna z charakterystyką deformacji i obciążania górtworu, w reakcji na jego odprężanie, to znaczy z „krzywą reakcji górotworu". Jeśli kotwie żerdziowe lub linowe zainstalowane zostaną zanim górotwór ulegnie wstępnemu odprężeniu, wówczas może to spowodowć nadmierne obciążenie obudowy (szczególnie jeśli jest to obudowa sztywna).

Jeśli jednak kotwie zainstalowane są już po czasie, w którym znaczna część relaksacji górotworu miała miejsce i jeśli kotwie te nie są wystarczająca sztywne, wówczas plastyczne deformacje górotworu mogą być kontynuowane i w rezultacie mogą się one okazać zbyt duże dla konkretnego typu obudowy kotwiowej, czyniąc ją nieefektywną. Omawiana tu koncepcja wzajemnego oddziaływania obudowy i górotworu przedstawiona jest na rysunku 2.1 (częściowo wg Rabcewicza i Golsera). Projektowanie wyrobisk charakterystyka górotworu, wytrzymałość masy skalnej otaczającej wyrobisko jest funkcją nie tylko wytrzymałości konkretnego rodzaju skały, ale w dużym stopniu również funkcją intensywności, położenia i fizycznych parametrów nieciągłości geologicznych istniejących w skale. Czynniki te decydują o zachowaniu się górotworu w określonych warunkach obciążeń. Im niższa wytrzymałość skały

oraz większa intensywność występowania nieciągłości geologicznych, tym wieksza szansa na poważne uszkodzenie wyrobisk korytarzowych. W określonym polu naprężeń wyrobiska te powinny być tak sytuowane, aby unikać lub minimalizować negatywne efekty związane z małą wytrzymałością skał otaczających. Warstwy skalne o niskich parametrach wytrzymałościowych zwykle deformują się i ulegają zniszczeniu nawet w rezultacie relatywnie małych naprężeń, prowadząc do znacznych uszkodzeń wyrobisk i pogarszania się ogólnej stateczności wyrobisk, jak to schematycznie pokazano na rysunku 2.2.

Generalne zalecenia górnicze pozwalające na poprawę ogólnej stateczności wyrobisk są następujące:

— wyrobiska powinny być usytuowane w możliwie najbardziej zwięzłym górotworze,

— należy maksymalnie redukować wymiary wyrobiska drążonego w skałach o małej zwięzłości, celem zmniejszenia ilości odsłoniętych nieciągłości geologicznych/intensywnego uławicenia/ciosu itd.,

— należy unikać wysokich koncentracji naprężeń wokół wyrobisk prowadzonych w niekorzystnych warunkach geologicznych, celem ograniczenia nie tylko inicjowania, lecz również zasięgu potencjalnej strefy zruszonej w górotworze otaczającym wyrobisko,

— należy unikać sytuowania wyrobisk w sąsiedztwie takich znaczących zaburzeń geologicznych, jak dajki, uskoki, strefy intensywnego i nieregularnego uławicenia, które to zaburzenia często tworzą w górotworze strefy bardzo złych warunków geologiczno-górniczych.

2.1.1. Pole naprężeń w górotworze

Określone pole naprężeń, w którym bądź to wyrobisko jest drążone, bądź też w późniejszym etapie jest poddane jego działaniu, będzie decydować o tym, czy górotwór wokół wyrobiska ulegnie spękaniu spowodowanemu naprężeniami przekraczającymi wytrzymałość górotworu.

W górotworze poddanym wysokim naprężeniom będą one w głównej mierze kontrolować stabilność wyrobiska, często niezależnie od warunków geologicznych. Proces drążenia wyrobiska spowoduje redystrybucje naprężeń w otaczającym górotworze. To wygenerowane pole naprężeń na obrzeżu wyrobiska będzie miało wartość około 2,5 razy większą od naprężeń panujących w trakcie jego drążenia, jak szkicowo przedstawia to rysunek 2.3.

Wygenerowane naprężenia zmaleją do wartości naprężeń w otaczającym górotworze na odcinku o długości od około 2 do 3 średnic wyrobiska korytarzowego. Spękania górotworu w sąsiedztwie wyrobiska, spowodowane wygenerowanymi naprężeniami, zwykle usytuowane są w kierunku równoległym do maksymalnego naprężenia głównego. W warunkach południowoafrykańskich kopalń złota jest to najczęściej naprężenie zbliżone do pionowego, spowodowane ciężarem nadkładu, którego rezultatem jest intensywne pękanie i dylatacja ociosów wyrobiska korytarzowego.

W rejonach o mniejszych naprężeniach stateczność wyrobiska jest zwykle kontrolowana warunkami geologicznymi w otaczającym górotworze.

Strefa spękana wokół wyrobiska tworzy się w późniejszym czasie jako funkcja postępu przodka i przyszłych potencjalnych zmian pola naprężeń spowodowanych pobliską eksplo-

atacją (rys. 2.4), zjawiskami sejsmicznymi itd. Ocenia się, że tworzenie się wstępnej strefy spękań wokół wyrobiska ma miejsce w pierwszych 10—15 metrach od postępującego przodka i osiąga grubość odpowiadającą 1,5—2 średnicom/szerokościom wyrobiska (rys. 2.5). Tworzeniu się strefy spękanej towarzyszy zaciskanie się ociosów spowodowane dylatacją skały w trakcie formowania się spękań. Przyszłe zmiany pola naprężeń mogą powodować dalsze spękania górotworu wokół wyrobiska. Dalsze dylatacje górotworu wokół wyrobisk mogą być powodowane spadkiem naprężeń, który potencjalnie prowadzi do odprężenia systemu obudowy.

Istniejące programy komputerowe umożliwiają modelowanie rozkładu naprężeń, jakim poddane będzie wyrobisko. Dane te, w połączeniu z kryteriami niszczenia górotworu (jak np. współczynnik RCF przedstawiony na rys. 2.6), pozwalają na oszacowanie/określenie możliwie efektywnego systemu obudowy wyrobiska.

Generalne zalecenia uwzględniające wielkość pola naprężeń są następujące:

— wszędzie gdzie to możliwe, wyrobiska powinny być sytuowane tam, gdzie istniejące pole naprężeń nie spowoduje spękania skały otaczającej oraz gdzie przewidywane zmiany naprężeń spowodowane pobliską eksploatacją będą minimalne;

— w wyrobiskach usytuowanych w rejonach dużych koncentracji naprężeń lub w złożach o dużym upadzie, spękania skały obserwuje się w przeciwnych narożach lub też w stropie i spągu wyrobiska, w kierunku równoleglym do maksymalnego naprężenia głównego;

— sytuowanie wyrobisk korytarzowych w niewielkiej odległości od siebie może spowodować wygenerowanie znacznie podwyższonych naprężeń oddziałujących na oba wyrobiska i w rezultacie doprowadzić do niszczenia otaczającej skały. Generalnie przyjmuje się, że wyrobiska nie powinny być drążone w odległości od siebie mniejszej niż podwojona suma średnic rozważanych wyrobisk. Takie rozmieszczenie wyrobisk zminimalizuje ich wzajemne oddziaływanie poprzez wyeliminowanie możliwej superpozycji naprężeń generowanych wokół indywidualnych wyrobisk. Wśród wyrobisk zasługujących na szczególną uwagę w tym względzie są równoległe wyrobiska nitkowe oraz przecięcia lub rozgałęzienia wyrobisk. W tym ostatnim przypadku należy stosować możliwie jak największe kąty, pod jakimi przecinają lub rozgałęziają się wyrobiska korytarzowe;

— nadległe wyrobiska odprężające powinny być drążone najwcześniej, jak tylko jest to możliwe, aby zminimalizować potencjalne zmiany naprężeń oddziałujących na wyrobisko.

2.1.2. Kształt wyrobiska

Kształt wyrobiska determinuje koncentracje naprężeń wokół niego. W górotworze o niskich naprężeniach kształt wyrobiska głównie decyduje o geometrii potencjalnie niestabilnych bloków skalnych, natomiast w środowisku o dużych naprężeniach decyduje on o inicjacji procesu niszczenia skały i zasięgu strefy spękanej wokół wyrobiska.

W wyrobiskach, gdzie geometria bloków skały jest decydująca dla ich stateczności, powinny one być drążone w taki sposób, aby uwzględniać położenie głównych płaszczyzn nieciągłości w górotworze, a w rezultacie redukować tworzenie się niestabilnych bloków skalnych odsłoniętych na obrzeżu wyrobiska.

W górotworze o dużych naprężeniach pożądane jest, aby minimalizować odsłonięcie tych części konturu wyrobiska, które są równoległe do kierunku maksymalnego naprężenia głównego (σ_1). W takich warunkach obciążeń, najbardziej stabilnym kształtem jest elipsa o krótszej osi równoległej do kierunku maksymalnego naprężenia głównego. Taki kształt pozwala na minimalizację strefy spękanej wokół wyrobiska.

W środowisku o dużych naprężeniach pionowych najbardziej pożądany jest profil wyrobiska z wklęsłymi oraz możliwie niskimi ociosami. Taki kształt pozwala na znaczne ograniczenie strefy spękanej a w rezultacie — również deformacji wyrobiska jak szkicowo przedstawia to rysunek 2.7.

Ogólne zalecenia uwzględniające kształt wyrobisk korytarzowych są następujące:

— w środowisku o wysokich naprężeniach pionowych kształty wyrobisk powinny być takie, aby maksymalnie redukować niekorzystny efekt odsłonięcia spękań w stropie i ociosach poprzez zakrzywienie ich profilu,

— w górotworze silnie uwarstwionym profil stropu wyrobiska (lub ociosów w przypadku dużego upadu warstw) powinien uwzględniać kąt zalegania warstw.

2.1.3. Wymiar wyrobiska

Wymiar wyrobiska decyduje o ilości nieciągłości odsłoniętych na konturze wyrobiska, a w rezultacie również o wytrzymałości otaczającej skały. Tak więc w przypadku wyrobiska o określonym kształcie, im większe wyrobisko, tym bardziej niestabilne stają się jego obrzeża. Jest to funkcja nie tylko zredukowanej wytrzymałości górotworu, ale również stateczności lub „odporności" konturu wyrobiska na deformacje.

Generalnym zaleceniem uwzględniającym wymiar wyrobisk jest:

— minimalizować wymiary wyrobisk, szczególnie w niekorzystnych warunkach geologiczno-górniczych/obciążeń.

2.1.4. Położenie/kierunek wyrobiska

Położenie wyrobiska determinuje ilość i stabilność odsłoniętych przez nie nieciągłości geologicznych i w rezultacie potencjał do generowania niestabilnych bloków skały, jak schematycznie pokazano na rysunkach 2.8 i 2.9. Kierunek wyrobisk w stosunku do lokalnego pola naprężeń również wpływa na położenie i wielkość strefy zruszonej wokół wyrobiska.

Ogólne zalecenia dotyczące położenia wyrobisk są następujące:

— wyrobiska powinny być zorientowane w taki sposób, aby ich dłuższa oś biegła prostopadle do rozciągłości potencjalnie niebezpiecznych nieciągłości geologicznych, takich jak uskoki czy dajki,

— położenie wyrobisk powinno być takie, aby ich dłuższa oś była równoległa do kierunku największego naprężenia głównego w płaszczyźnie drążenia. W sytuacji, gdy maksymalne naprężenie główne jest poziome oraz działa w kierunku północ-południe i jeśli poziom naprężeń jest wystarczająco wysoki, aby doprowadzić do niszczenia skały otaczającej, wówczas wyrobisko również powinno być drążone w kierunku północ-południe.

2.1.5. Rozważania sejsmiczne

Występowanie aktywności sejsmicznej w pobliżu wyrobiska korytarzowego może spowodować bądź to powiększenie/propagacje strefy spękanej, bądź też zapoczątkowanie niszczenia skały wokół wyrobiska ze względu na przejściowe przetężenie górotworu. Wzajemne oddziaływanie fal sejsmicznych może również powodować ruchy różnicowe lub wyrzuty bloków skalnych ze ścian wyrobiska, powodując w rezultacie osłabienie systemu obudowy oraz otaczającej strefy zruszonej.

Ogólne zalecenia z punktu widzenia stateczności wyrobisk w warunkach obciążeń sejsmicznych są następujące:

— sytuować wyrobiska z dala od potencjalnie aktywnych sejsmicznie zaburzeń geologicznych, takich jak uskoki, dajki czy strefy koncentracji naprężeń spowodowanych pobliską eksploatacją (minimum 50 m), lub maksymalnie redukować możliwe zagrożenie zjawiskami sejsmicznymi poprzez sytuowanie wyrobisk prostopadle do potencjalnie niebezpiecznych zaburzeń w górotworze, jak szkicowo pokazano to na rysunku 2.10,

— w rejonach o wysokiej aktywności sejmicznej instalować systemy obudowy, które są w stanie wytrzymać dynamiczne przemieszczenia skały oraz zapewnić stateczność strefy zruszonej wokół wyrobisk.

2.1.6. Technika drążenia

Metoda oraz skuteczność kontroli procesu urabiania skały w przodku w bardzo istotny sposób wpływają na stateczność konturu wyrobiska korytarzowego. Systemy urabiania skały powinny być projektowane w taki sposób, aby minimalizować zarówno spękania na obrzeżach wyrobisk, jak też mechaniczne zaburzenia skały otaczającej.

Metody mechanicznego urabiania skały bądź zupełnie nie niszczą, bądź tylko w minimalnym stopniu zaburzają zwięzłość skały otaczającej, dzięki czemu w efekcie ułatwiają instalacje obudowy oraz pozytywnie wpływają na jej efektywność. W warunkach kopalń południowoafrykańskich metody strzelania lub kruszenia skały są lepiej kontrolowane, aby maksymalnie zmniejszyć zaburzenia w stropie i ociosach wyrobisk. Jest to szczególnie ważne w trudnych warunkach geologiczno-górniczych.

Ogólne zalecenia w tym względzie są następujące:

— zmniejszyć ilość materiału wybuchowego (lub jego charakterystykę pracy) w otworach strzelniczych na obrzeżu przyszłego wyrobiska w trudnych warunkach,

— zapewnić dokładność wiercenia otworów strzelniczych oraz projektowaną sekwencję ich odpalania.

2.2. Projektowanie obudowy wyrobisk

2.2.1. Wstępne obciążenie i sztywność

Wstępne obciążenie i sztywność obudowy wpływają na początkową skuteczność oddziaływania pomiędzy elementami obudowy i górotworem. Systemy obudów mogą być ogólnie podzielone na dwie kategorie: bierne i aktywne.

Do biernych systemów zaliczane są takie obudowy, jak odrzwia czy łuki sztywne lub podatne. W początkowym stadium obciążania systemy te oddziałują z zerową lub minimalną siłą na początkowe deformacje otaczającego górotworu. Aby systemy te mogły skutecznie pełnić swoją funkcję zabezpieczania nośności skały otaczającej, wymagają one pewnych, choćby niewielkich wstępnych deformacji górotworu.

Aktywne systemy składają się z elementów obudowy, które bądź to natychmiast przykładają siłę do obudowywanej skały lub też, ze względu na swoją wysoką sztywność, gwałtownie generują podporność nawet w rezultacie minimalnych deformacji górotworu.

Typowymi przykładami takich obudów są naprężone wstępnie kotwie różnych konstrukcji, lub z uwagi na bardzo wysoką sztywność kotwie wklejane, a nawet szybko dojrzewające obudowy powłokowe, takie jak na przykład beton naryskowy. Schematycznie problem obudów pasywnych i aktywnych zilustrowany jest na rysunku 2.11.

Aby zmaksymalizować wytrzymałość masy skalnej otaczającej wyrobisko należy zminimalizować ruchy pomiędzy indywidualnymi blokami skały. Jest to szczególnie ważne w polu naprężeń o niskich wartościach, gdzie stabilizacja zwornikόw (key blocks) jest niezbędna dla ogólnej stateczności wyrobiska. W górotworze o dużych naprężeniach niszczenie skały i jej przemieszczenia są nieuniknione, jednakże poprzez ograniczenie przemieszczeń spękanej skały zwiększa się wzmocnienie całej objętości masy skalnej otaczającej wyrobisko. Tak więc możliwie najwcześniejsze generowanie podporności systemu obudowy poprawia ogólną stateczność wyrobiska.

Ogólne zalecenia górnicze uwzględniające wstępne naprężenia i sztywność obudowy wyrobisk korytarzowych są następujące:

— stosowanie systemów obudów o wysokiej podporności lub sztywności wstępnej jest bardzo ważnym czynnikiem polepszającym stateczność wyrobisk,

— wczesne zainstalowanie obudowy, możliwie jak najbliżej urabianego czoła przodka, zwiększa pożądane oddziaływanie pomiędzy obudową i górotworem.

2.2.2. Upodatnienie obudowy

Podatność elementów obudowy pozwala na ich deformację bez utraty nośności. W rejonach o wysokich naprężeniach, o potencjalnych zmianach wielkości i kierunku naprężeń lub o dynamicznych zmianach obciążeń konieczne jest stosowanie systemów obudów upodatnionych. W rezultacie wstępnego pola naprężeń lub jego zmian w późniejszym okresie, dochodzi do spękania skały, które w efekcie powoduje deformacje i zaciskanie wyrobiska. Te deformacje są rezultatem postępującego procesu pękania skały otaczającej, otwierania się szczelin/spękań i przemieszczania się skały wzdłuż spękanych płaszczyzn. Aby w tych warunkach zachować efektywność systemu obudowy konieczne jest jego upodatnienie. Podczas obciążeń dynamicznych upodatnienie systemu obudowy umożliwią absorpcje energii sejsmicznej przekazywanej blokom skały na obrzeżu wyrobiska.

Generalne zalecenie jest następujące:

— wszędzie, gdzie oczekiwane są intensywne spękania skały lub deformacje górotworu w warunkach obciążeń sejsmicznych, konieczne jest stosowanie obudów upodatnionych, ktorych podstawowym celem jest zachowanie trwałej stateczności wyrobiska.

2.2.3. Nośność obudowy upodatnionej

Wielkość obciążenia (nośność) elementu obudowy, przy którym następuje jego upodatnienie decyduje o ilości pracy, jaką elementy obudowy są w stanie wykonać dla określonej deformacji górotworu oraz sztywności obudowy. Tak więc, im wyższa jest nośność obudowy w trakcie jej upodatniania, tym większa jest ilość pracy wykonanej podczas „kontrolowania" procesu dynamicznych deformacji górotworu, jak ilustruje to rysunek 2.11. Dzięki temu uzyskuje się większą sztywność obudowanego konturu wyrobiska, co jednocześnie umożliwia ograniczenie poprzecznych deformacji górotworu.

Ogólne zalecenie jest następujące:

— w wyrobiskach stałych/kapitalnych, których wymiary muszą być zachowane oraz we wszystkich innych wyrobiskach korytarzowych, gdzie istnieje zagrożenie tąpaniami przy jednoczesnej potrzebie utrzymania ich geometrii, powinno się instalować elementy obudowy o możliwie największych nośnościach upodatnienia.

2.2.4. Długość elementów obudowy

Długość elementów obudowy powinna być taka, aby mogły być one zakotwione w skale o relatywnie większej zwięzłości, lecz oczywiście nie koniecznie zwięzłej. Tak więc w intensywnie spękanej masie skalnej lub w wyrobiskach o dużych wymiarach poprzecznych długość obudowy powinna być odpowiednio zwiększona. Generalnie, długość obudowy kotwiowej jest funkcją wielkości/rozpiętości wyrobiska, a także odległości pomiędzy poszczególnymi kotwiami. W praktyce, najlepsze rezultaty w stabilizowaniu długich „belek" skalnych w stropie czy ociosach wyrobisk, jak też lokalnej stabilizacji bloków skalnych, uzyskuje się w rezultacie instalowania kombinacji różnych długości kotwi, tzn. długich i krótkich w jednym systemie obudowy, jak schematycznie przedstawia to rysunek 2.12.

W niektórych systemach długość elementów obudowy decyduje również o wielkości energii sejsmicznej, która może być zabsorbowana przez system górotwór/obudowa.

Ogólne zalecenia dotyczące długości elementów obudowy są następujące:

— długość kotwi nie powinna być mniejsza niż połowa krytycznej rozpiętości wyrobiska,

— zwiększona długość kotwi (w stosunku do typowej dla określonego wymiaru wyrobiska) powinna być zastosowana w rejonach o małej zwięzłości w taki sposób, aby możliwe było „zakotwienie" do mniej zruszonej skały,

— w dużych wyrobiskach, gdzie niezbędne jest stosowanie długich kotwi, powinny być one zintegrowane z krótszymi elementami obudowy, nie tylko dla poprawienia ogólnej stateczności wyrobiska, lecz również dla poprawienia skuteczności stabilizowania indywidualnych, potencjalnie niestabilnych bloków skalnych.

2.2.5. Odległość pomiędzy kotwiami

Jak wspomniano w powyższym rozdziale, odległość pomiędzy kotwiami jest funkcją ich długości. Odległość ta powinna być taka, aby zapewniała właściwe oddziaływanie pomiędzy sąsiednimi elementami obudowy, tworząc w rezultacie bardziej zwięzłą lub poprzecznie wzmocnioną skałę wokół wyrobiska. Warto jednak zwrócić uwagę na fakt, że dotychczasowe zasady doboru długości kotwi i odległości między nimi były i są głównie empiryczne.

Odległość między indywidualnymi kotwiami w systemie obudowy wpływa na ogólną podporność obudowy, tzn. wartość oporu (kN/m^2) uzyskaną z podzielenia średniej nośności kotwi przez średnią powierzchnię wzmacnianą przez tę kotew.

Ogólne zalecenia dotyczące odległości pomiędzy kotwiami są następujące:

— odległość pomiędzy elementami obudowy nie powinna przekraczać połowy długości kotwi,

— pożądany średni opór systemu obudowy powinien w zasadniczy sposób wpływać na odległość pomiędzy sąsiednimi kotwiami.

Systemy obudowy o wysokim oporze właściwym powinny być stosowane w rejonach, gdzie konieczne jest utrzymanie stateczności górotworu, jak na przykład w wyrobiskach poddanych działaniu wysokich naprężeń lub w wyrobiskach kapitalnych o długim okresie użytkowania.

2.2.6. Mechanika dynamicznego obciążania obudowy

Uproszczone podstawy rozważań energetycznych, które stosowane są w RPA przy projektowaniu uelastycznionych obudów kotwiowych, schematycznie przedstawione są na rysunkach 2.13a i 2.13b.

W praktyce niestety obserwuje się często poważne uszkodzenia wyrobisk korytarzowych z wklejanymi/betonowanymi obudowami kotwiowymi. Przykłady typowych mechanizmów niszczenia tych obudów, w zróżnicowanych warunkach obciążeń panujących w kopalniach Republiki Południowej Afryki, schematycznie przedstawia rysunek 2.14.

Przykład funkcji wykładniczej opisującej transfer obciążenia wzdłuż kotwy wklejanej przedstawia rysunek 2.15.

Detale rozważań teoretycznych oraz przykłady ilustrujące omawiane zagadnienia przedstawione zostaną w trakcie wykładu. Zastosowanie omowionych powyżej reguł projektowania pozwala na zwiększenie efektywności systemów obudowy wyrobisk korytarzowych, co w rezultacie prowadzi do poprawy stateczności wyrobisk, niezależnie od czasu i warunków ich użytkowania.

3. Obudowy wyrobisk korytarzowych, przykłady zastosowań ze szczególnym uwzględnieniem dużych deformacji w warunkach quasi-statycznych i dynamicznych

Ponad 95% wszystkich obudów wyrobisk korytarzowych w kopalniach RPA stanowią obudowy kotwiowe. Ponadto stosowane są obudowy odrzwiowe, łukowe, natryskowe (beton natryskowy) oraz formowane metodą szalowania (głównie rejon podszybi). Kotwie w połączeniu z innymi elementami obudowy, takimi jak siatki stalowe, liny opinające czy beton natryskowy, są powszechnie stosowanym rodzajem obudowy. Łącznie ponad 13,5 milionów kotwi stosowanych jest w kopalniach złota, platyny i węgla. Proporcje, w jakich stosowane są różne konstrukcje obudów kotwiowych przedstawia rysunek 3.1. Przykłady najczęściej stosowanych obudów kotwiowych w kopalniach RPA przedstawia rysunek 3.2.

Największa liczba kotwi (około 8 mln) stosowana jest w kopalniach złota. Z tej liczby, ponad 80% stanowią obudowy cementowane, których niewiele ponad połowa „cementowana" jest za pomocą kapsułek wypełnionych specjalnymi mieszankami cementu, wypełniaczy i przyspieszaczy, w zależności od temperatury skał i otoczenia. Po nasączeniu wodą, bardzo plastyczne kapsułki wprowadzane są do otworów kotwiowych za pomocą pneumatycznych pistoletów cementacyjnych lub prościej, za pomocą rurek z tworzywa sztucznego z tłokiem. Pompy cementacyjne używane są do zatłaczania zaprawy do otworów cementacyjnych przy instalacji pozostałych kotwi.

Typowe charakterystyki pracy dla różnych konstrukcji kotwi przedstawia rysunek 3.3.

Z uwagi na to, że w pewnych szczególnie trudnych warunkach obciążeń dochodzi do ścinania żerdzi kotwiowych, w CSIR Mining Technology Division przeprowadzono serię badań różnych typów kotwi w warunkach ścinania, tak dla warunków quasi-statycznych jak i dynamicznych. Przykłady uzyskanych wyników przedstawia rysunek 3.4.

Powodem często obserwowanych zniszczeń obudów wyrobisk korytarzowych są wysokie wartości dylatacji otaczającej skały. Przykład typowego rozkładu dylatacji w ociosach i stropie wyrobiska na głębokości poniżej 2000 metrów przedstawiony jest na rysunku 3.5. Tego typu informacje (łącznie z danymi na temat oczekiwanych sił dylatacyjnych) mają podstawowe znaczenie dla racjonalnego projektowania systemu obudowy.

Przykład typowej obudowy zintegrowanej (wstępnej + ostatecznej) w wyrobisku korytarzowym schematycznie przedstawia rysunek 3.6. Pokazany tu system składa się z obudowy kotwiowej pełniącej rolę obudowy wstępnej, a w późniejszym etapie, po jej zintegrowaniu z opinką siatkową podtrzymywaną linami stalowymi, stanowi ona część obudowy ostatecznej wyrobiska korytarzowego.

3.1. Postęp w projektowaniu obudów kotwiowych

Wiele lat doświadczeń oraz analiza dostępnych danych na temat pracy obudów kotwiowych w trudnych warunkach obciążeń wskazuje na to, że jednym z najważniejszych mankamentów konwencjonalnych obudów kotwiowych jest ich ograniczona elastyczność. Pierwsze badania w tym zakresie zapoczątkowano blisko 30 lat temu. Mimo to jednak, do bardzo niedawna właściwie nie było praktycznych i tanich rozwiązań obudów uelastycznionych.

W latach osiemdziesiątych po raz pierwszy położone zostały teoretyczne podwaliny pod naukową ocenę wymagań projektowych dla tych kotwi. Udowodniono m.in., że w warunkach obciążeń dynamicznych najważniejszym parametrem obudowy kotwiowej nie jest jej nośność, lecz raczej zdolność do wykonywania pracy podczas dynamicznej deformacji skał otaczających wyrobisko, a w rezultacie do dysypowania energii sejsmicznej. W rejonach górniczych RPA o dużej aktywności sejsmicznej, w czasie tąpnięć, spękane skały otaczające wyrobisko korytarzowe często są przyspieszane do prędkości 3 i więcej m/s. Tak jak wspomniano w poprzedniej części wykładu, aby możliwe było zatrzymanie tej masy skalnej bez poważnych zniszczeń wyrobisk, ich obudowa musi zabsorbować tę przekazaną energię kinetyczną.

Biorąc pod uwagę znane i odnoszące się do zagadnienia fakty, w Chamber of Mines Research Organization opracowana została specyfikacja dla projektowania uelastycznionych obudów kotwiowych (Wojno i in. 1987). Zgodnie z tą specyfikacją, podstawowym wymogiem dla obudowy jest kryterium pracy wykonywanej przez kotew elastyczną. Wartość tej niezbędnej, minimalnej pracy, dla warunków południowoafrykańskich kopalń złota wynosi 25 kJ. Dla porównania, praca wykonywana przez tradycyjną kotew ekspansywną nie przekracza 3 kJ.

Wśród pozostałych wymogów dla kotwi elastycznych, według specyfikacji do najistotniejszych należą:

a) nośność w statycznych warunkach obciążeń: > 100 kN,
b) minimalna nośność w warunkach obciążeń dynamicznych 50 kN,
c) maksymalny zakres upodatnienia 500 mm.

Rysunek 3.7 w zwięzły sposób przedstawia kryterium pracy.

W rezultacie intensywnych badań opracowana została kotew elastyczna nie tylko spełniająca wymogi specyfikacji, lecz znacznie je przekraczajaca. Schemat tej konstrukcji przedstawia rysunek 3.8, natomiast jej charakterystyki pracy dla quasi-statycznych i dynamicznych obciążeń przekraczających 3 m/s przedstawia rysunek 3.9.

Dalsze detale na temat najważniejszych rodzajów obudów stosowanych w wyrobiskach korytarzowych kopalń południowoafrykańskich, warunków ich stosowania oraz typowych ograniczeń z tym związanych omowione będą w trakcie wykładu.

Some practical aspects of tunnel support design in South African conditions and potential for their application in Polish mining industry

Abstract

The first part of this lecture contains a description and examples of applications of the two most commonly used rock mass classification systems:

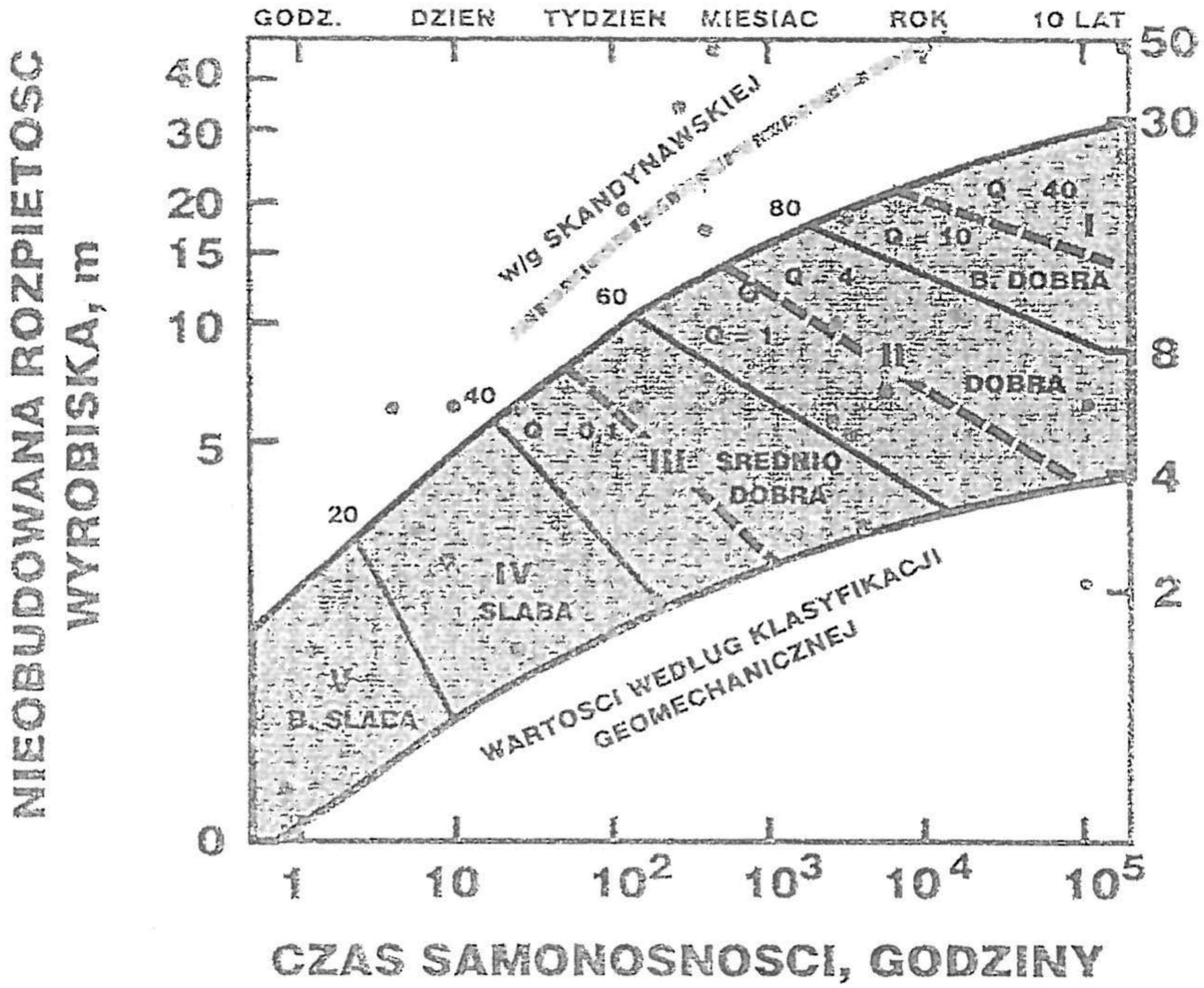
— the Geomechanics Classification, by Bieniawski, and

— the „Q" System, by Barton et al.

In the first case a specific number of points or a rating is allocated to cach range of values for each parameter and the sum of the ratings is called the RMR (Rock Mass Rating) value. This value is then interpreted in terms of stand-up times for unsupported tunnels and rock mass strength parameters. The second classification proposed and index for the determination of the tunneling quality of a rock mass. The value to the Q index is defined as a function of 6 paramteres, such as the RQD, the joint set number, the joint roughness number, the joint alteration number, the joint water reduction factor and a stress reduction factor. To relate the Q-value to the behavior and support requirements of an underground excavation the authors have defined a quantity of the excavation called the equivalent dimension D_e. Its definition together with a practical example of calculations forms a part of this lecture.

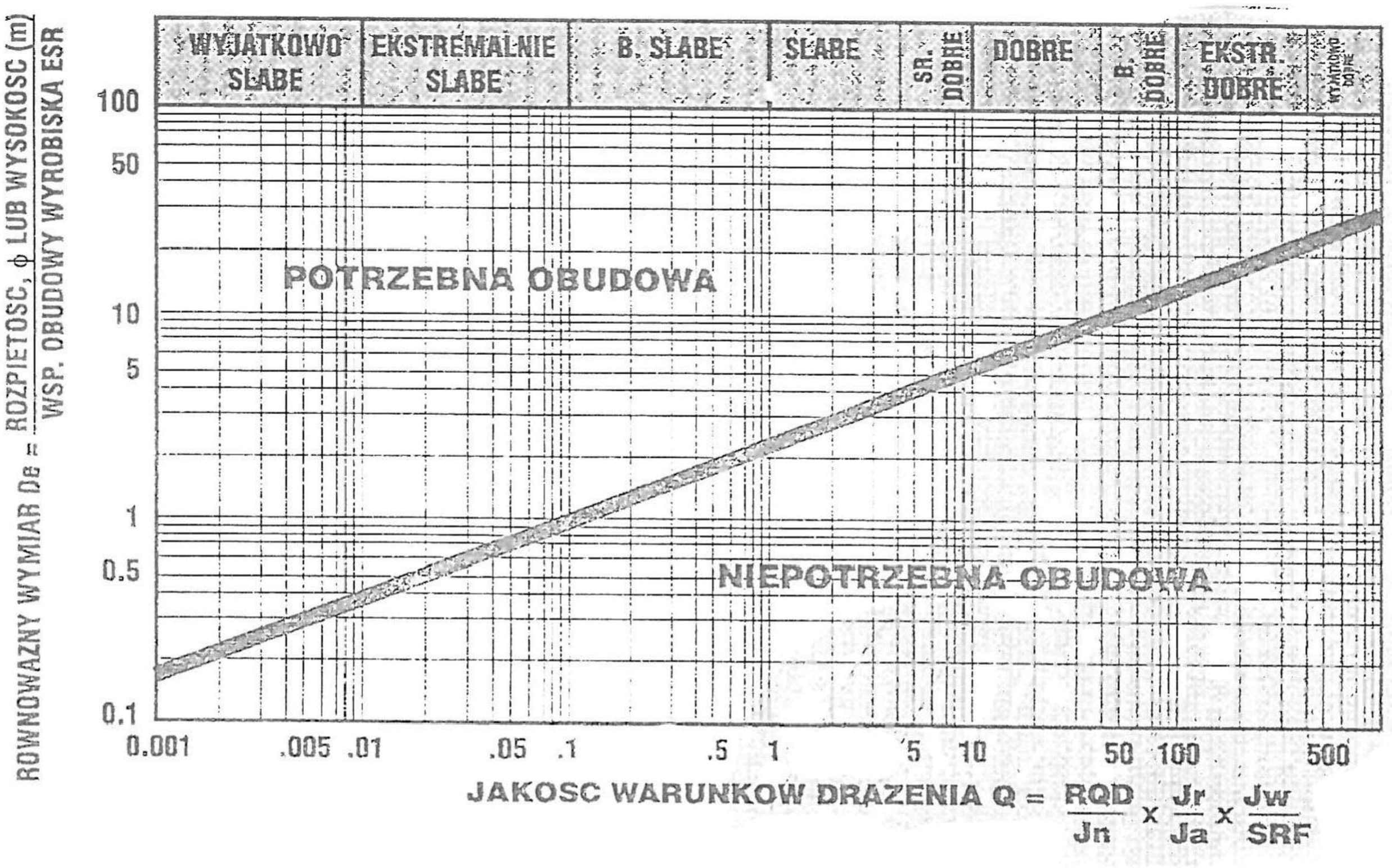
In the second part of this lecture a brief description pf some typical tunnel support design considerations as well as the most important factors influencing that design are presented. An emphasis is given to support for severe loading conditions that prevail in South African miners General mining considerations resulting from the analysis of the individual factors and their effect on stability of tunnels are given at the and of the individual chapters/paragraphs.

In the third and last part of the lecture some typical tunnel support designs, proportions and conditions where they are used, are discussed. Support elements and systems for tunnels in high stress environments resulting in large rock deformations, both under quasi-static and rapid loading conditions are give special attention.



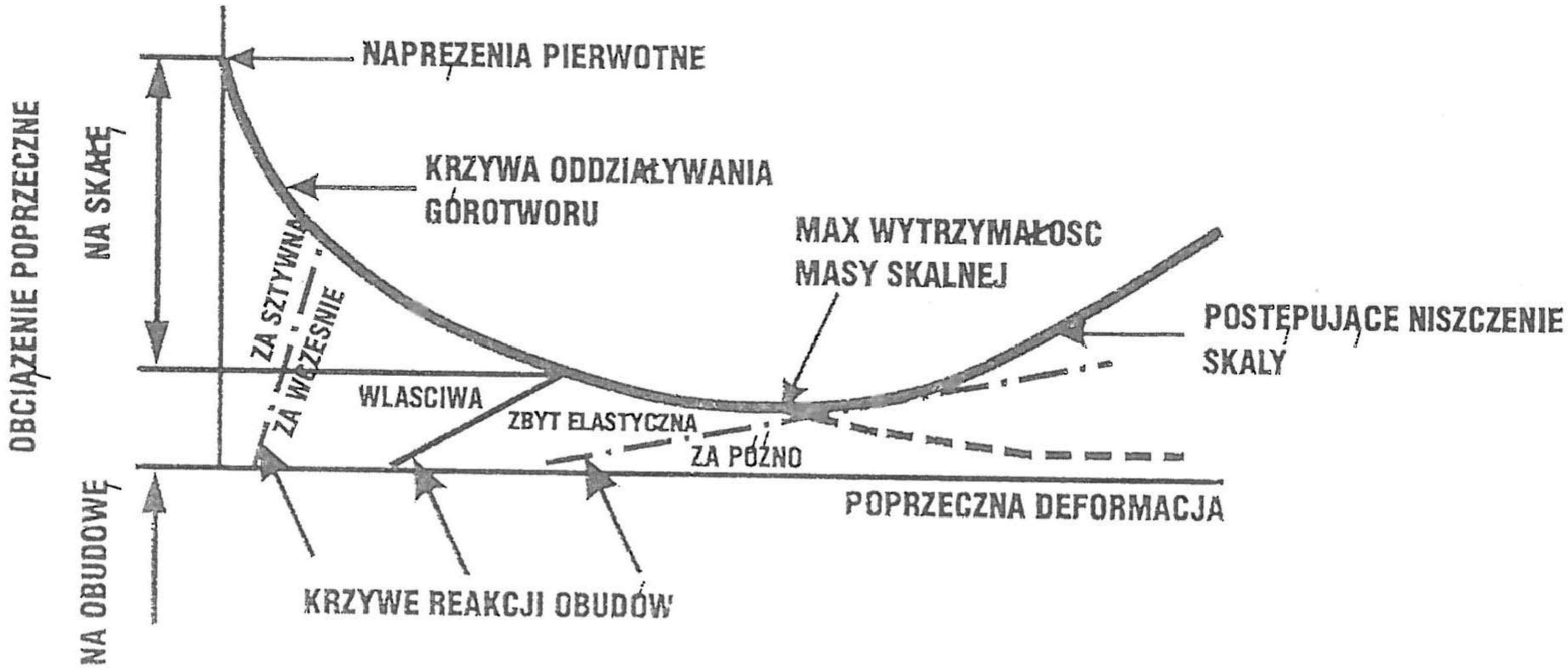
Rys. 1.1. Zależność pomiędzy wartością RMR i czasem, w którym nieobudowane wyrobisko pozostanie samonośne (Bieniawski 1979)

Fig. 1.1. Relationship between the RMR-value and stand-up time of an unsupported underground excavation span. After Bieniawski 1979



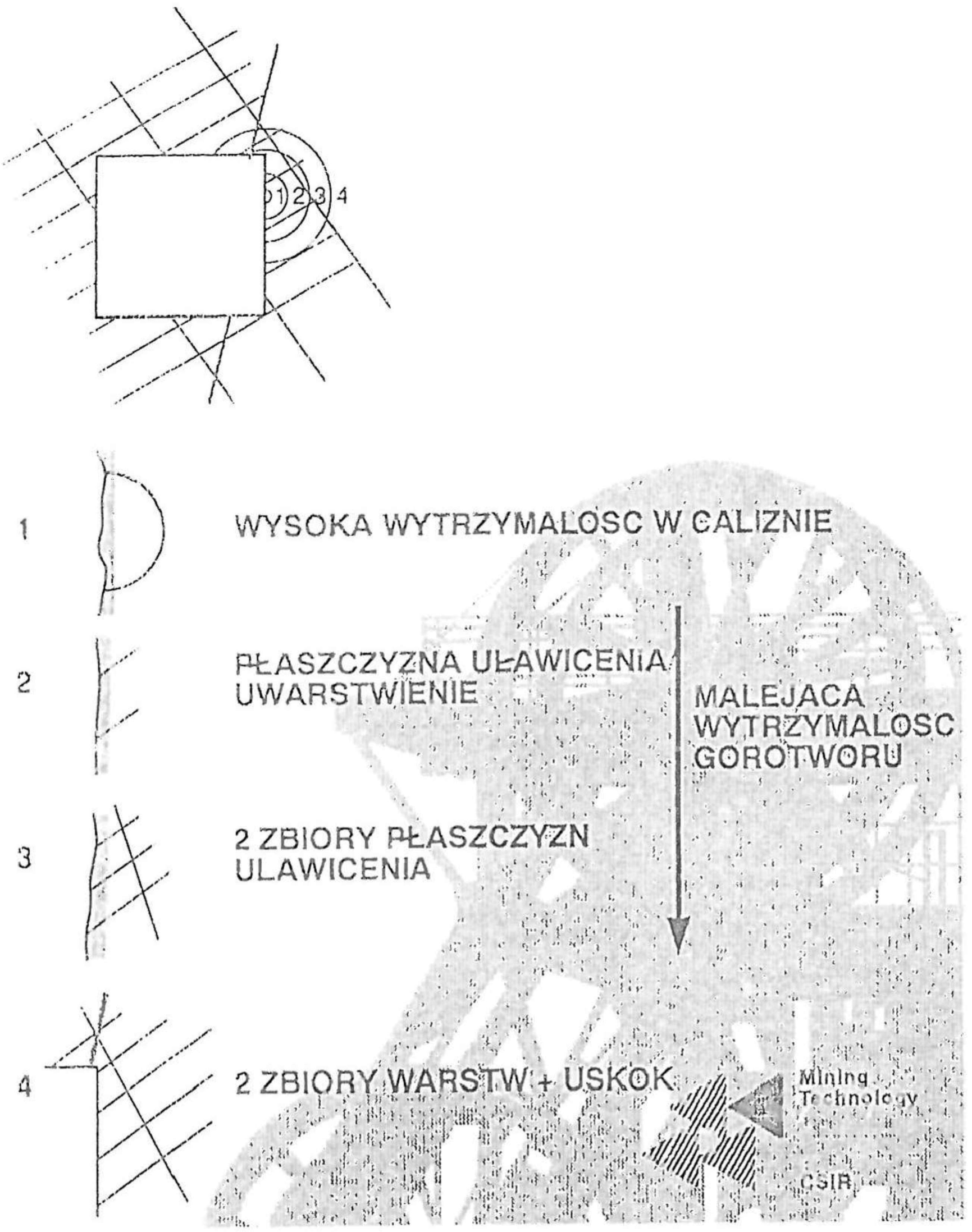
Rys. 1.2. Zależność pomiędzy maksymalnym wymiarem ekwiwalentnym (D_e) nieobudowanego wyrobiska a jakością górotworu (Q) (Barton, Lien i Lunde 1977)

Fig. 1.2. Relationship between the maximum equivalent dimension (D_e) of an unsupported underground excavation and the rock mass quality (Q). After Barton, Lien and Lunde (1977)



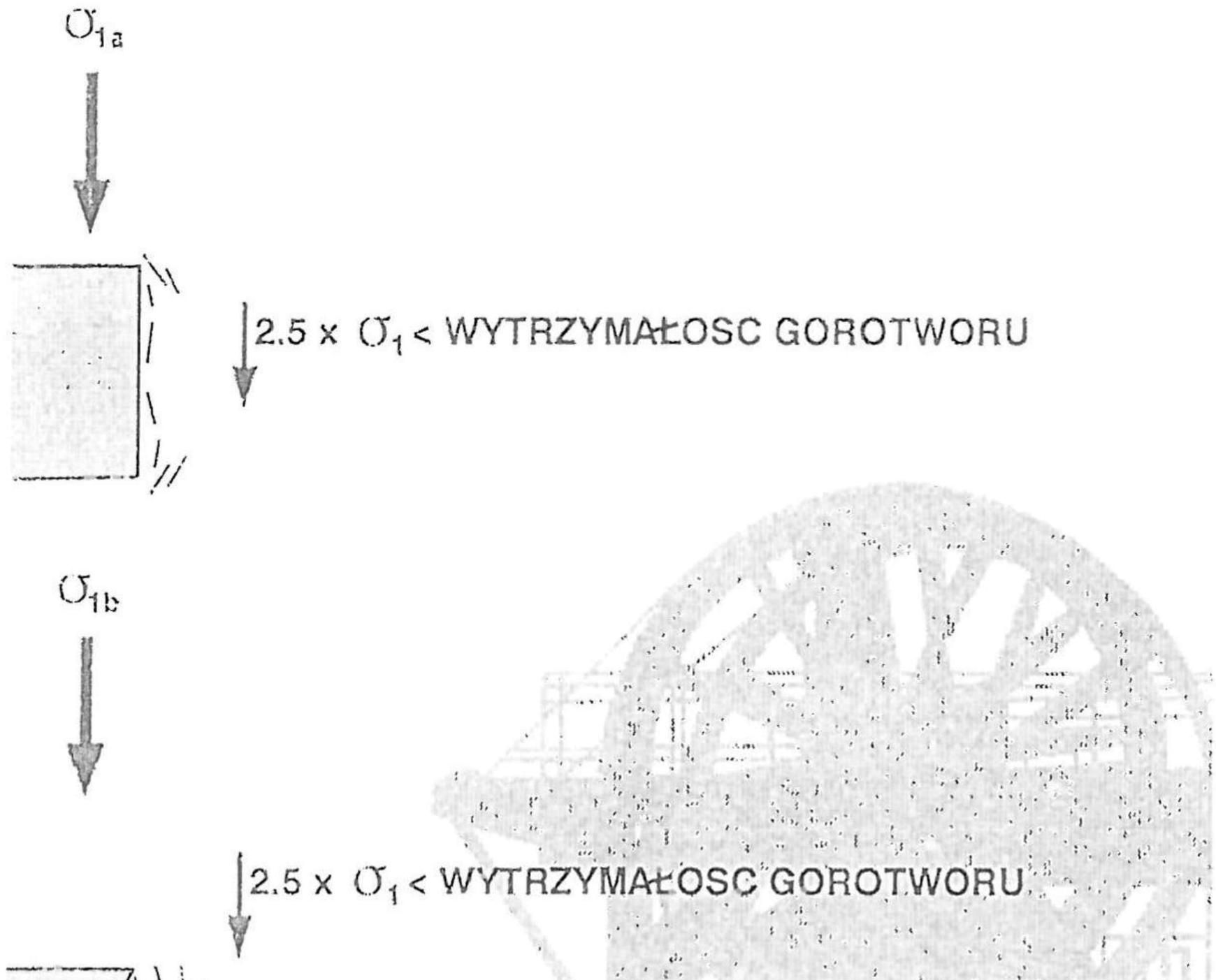
Rys. 2.1. Koncepcja wzajemnego oddziaływania pomiędzy górotworem a obudową (częściowo wg Rabcewicza i Golsera 1973)

Fig. 2.1. Rock mass-rock reinforcement interaction concept. Partly after Rabcewicz and Golser (1973)



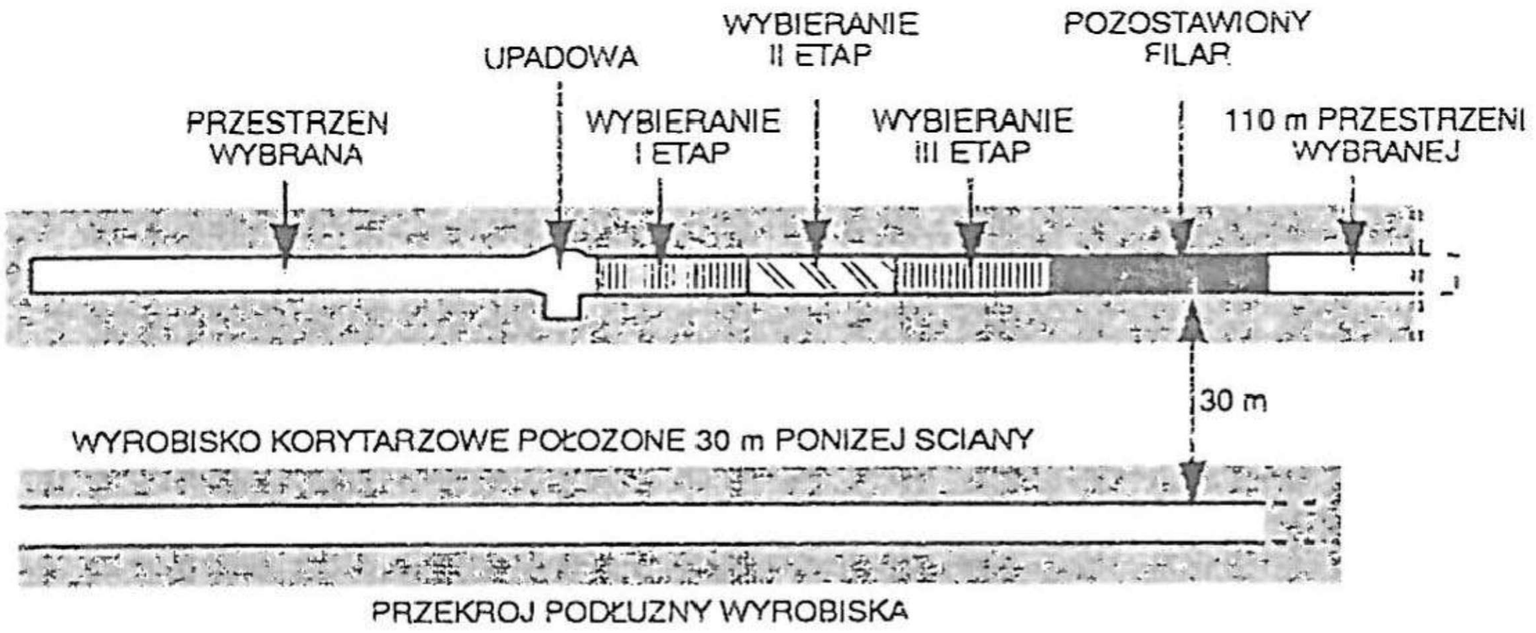
Rys. 2.2. Charakterystyka górotworu

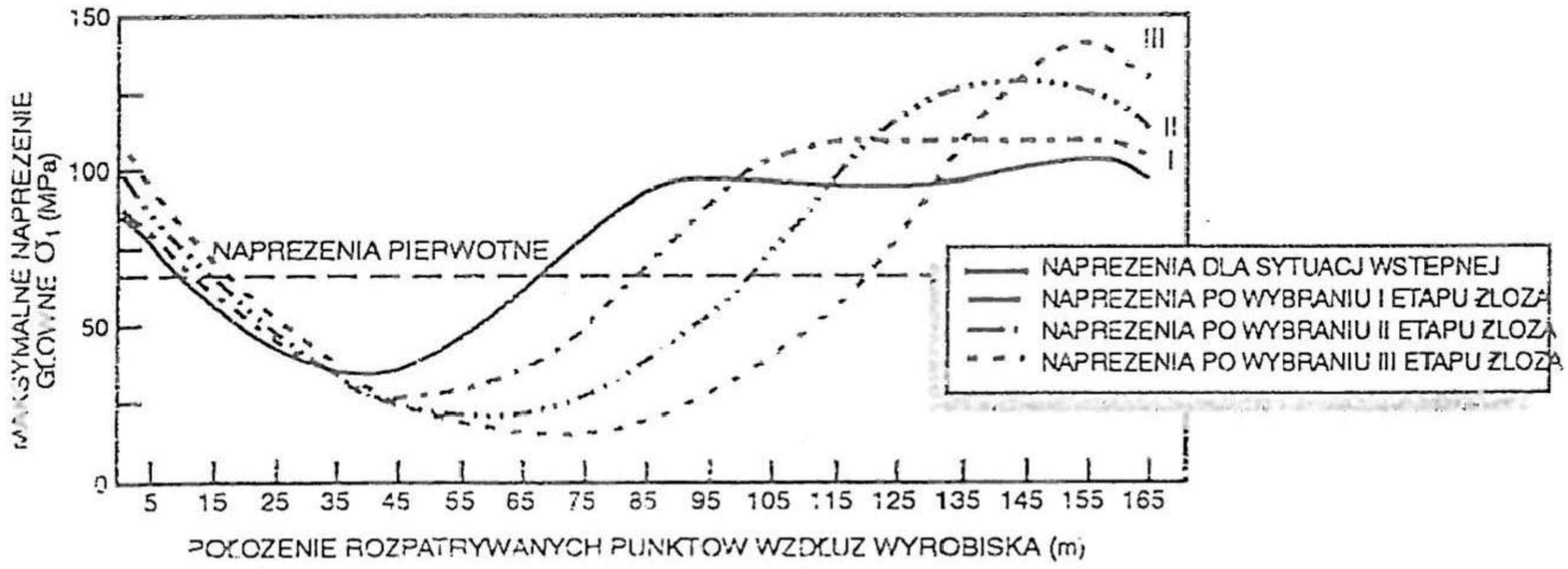
Fig. 2.2. Rock mass characteristics



Rys. 2.3. Naprężenie w górotworze

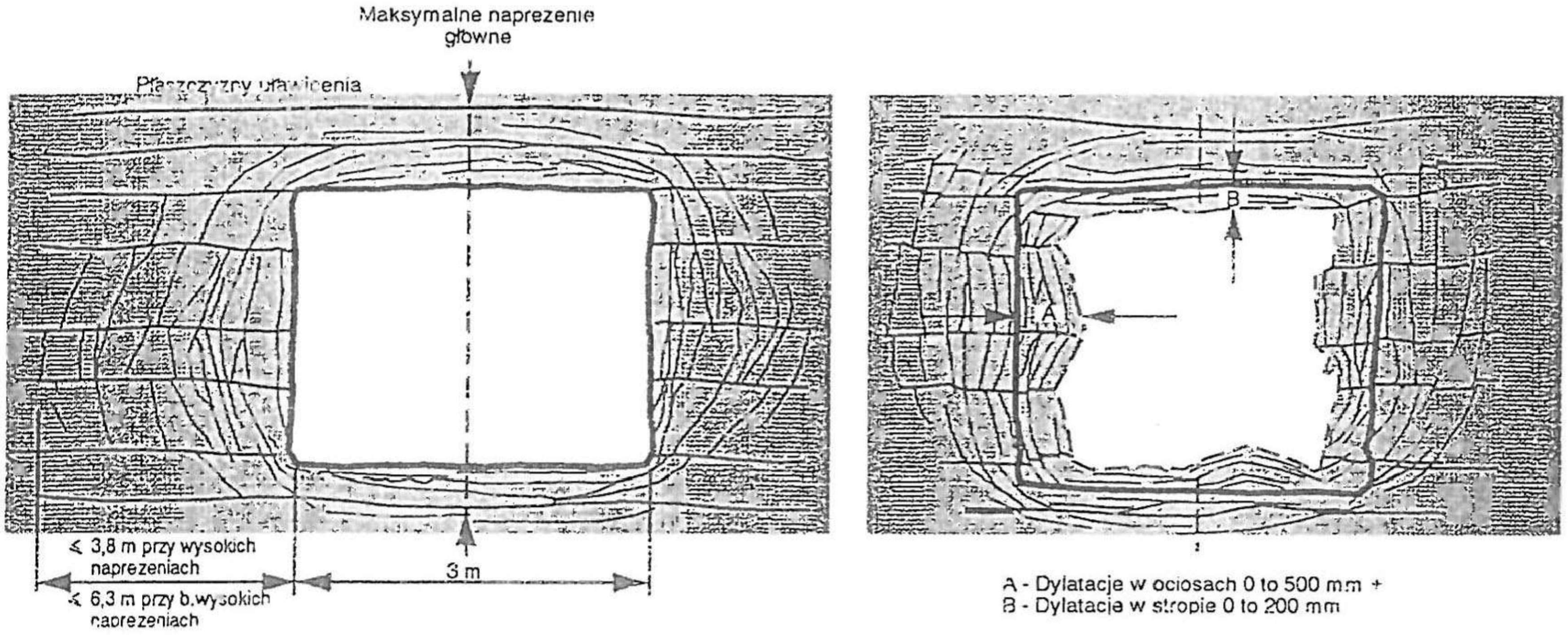
Fig. 2.3. Stress environment





Rys. 2.4. Zmiany naprężeń wzdłuż wyrobiska korytarzowego

Fig. 2.4. Stress change along the tunnel



Rys. 2.5. Typowy układ spękań wokół wyrobiska korytarzowego usytuowanego poniżej 2000 m, w skałach uwarstwionych

Rys. 2.5. Typical fracture pattern around a tunnel situated in layered rock at 2000 m below surface

$$RCF = \frac{3\sigma_1 - \sigma_3}{F \cdot \sigma_c}$$

σ_1, σ_3 - MAX. i MIN NAPREZENIA GLOWNE DZIALAJACE W PLASZCZYZNIE PROSTOPADLEJ DO DLUZSZEJ OSI WYROBISKA

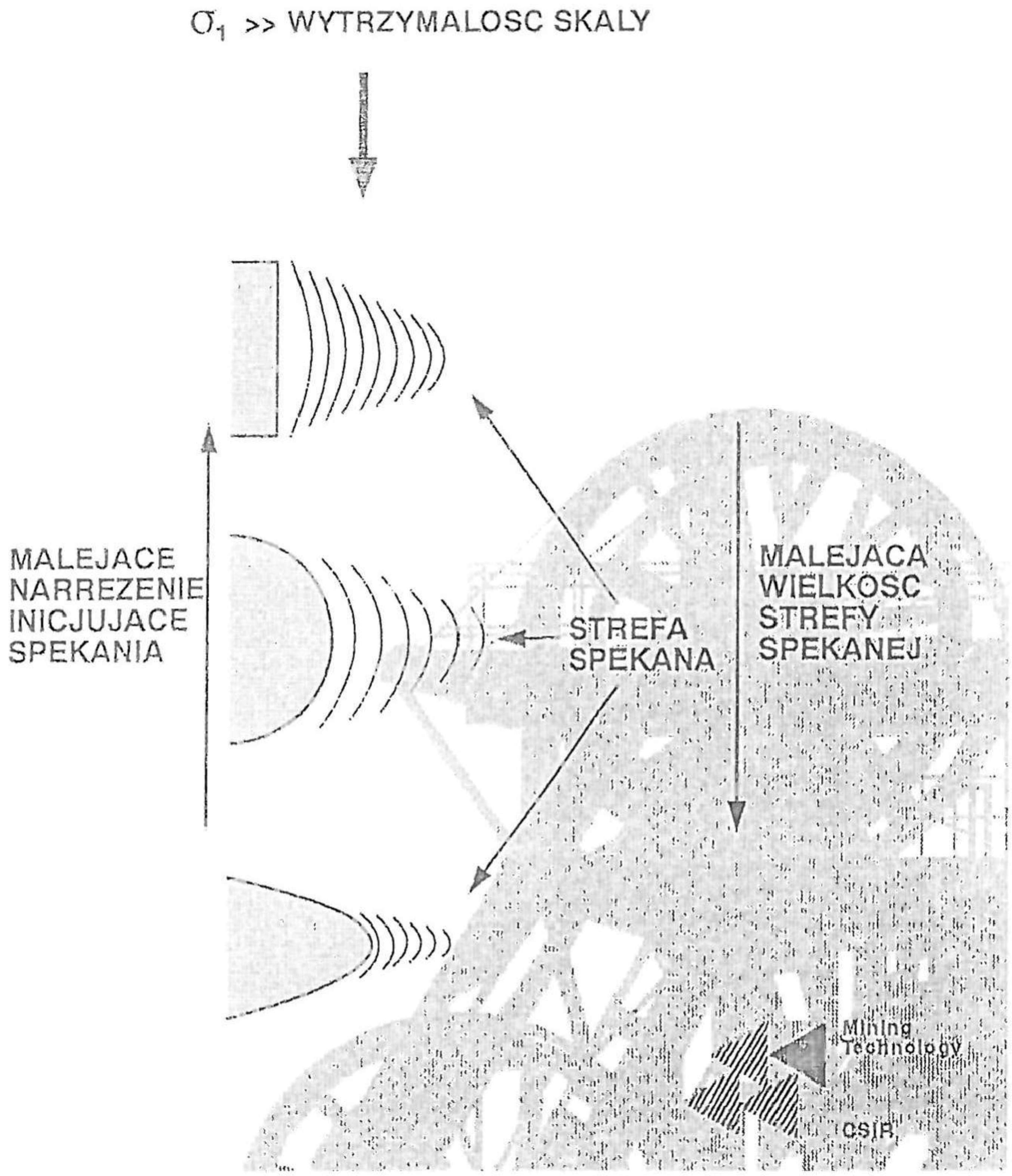
σ_c - WYTRZYMALOSC SKALY NA SCISKANIE

F - EMPIRYCZNY WSPOLCZYNNIK STANU GOROTWORU

Mining Technology
CSIR

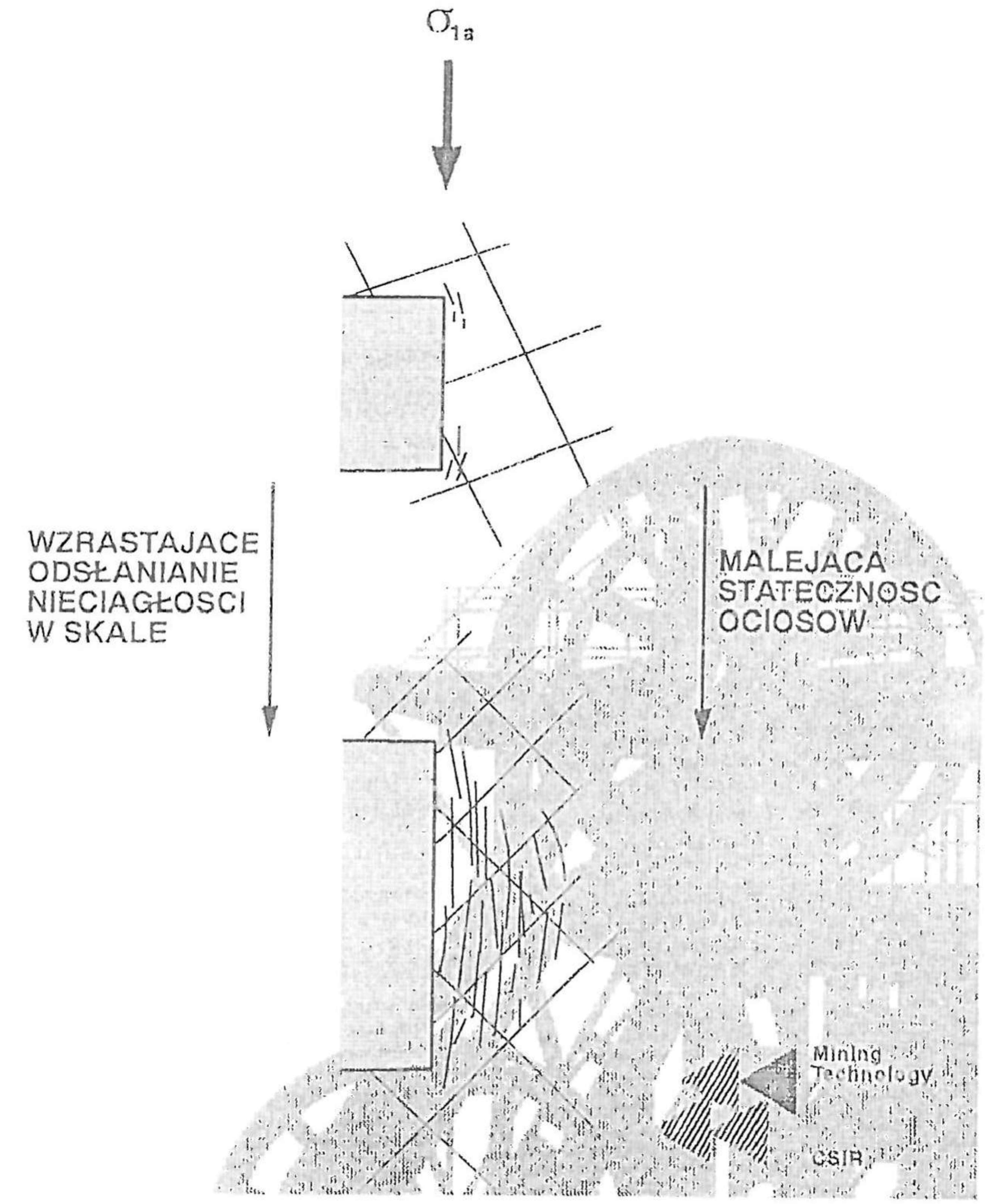
Rys. 2.6. RCF — kryterium stanu wyrobiska korytarzowego

Fig. 2.6. Rockwall Condition Factor



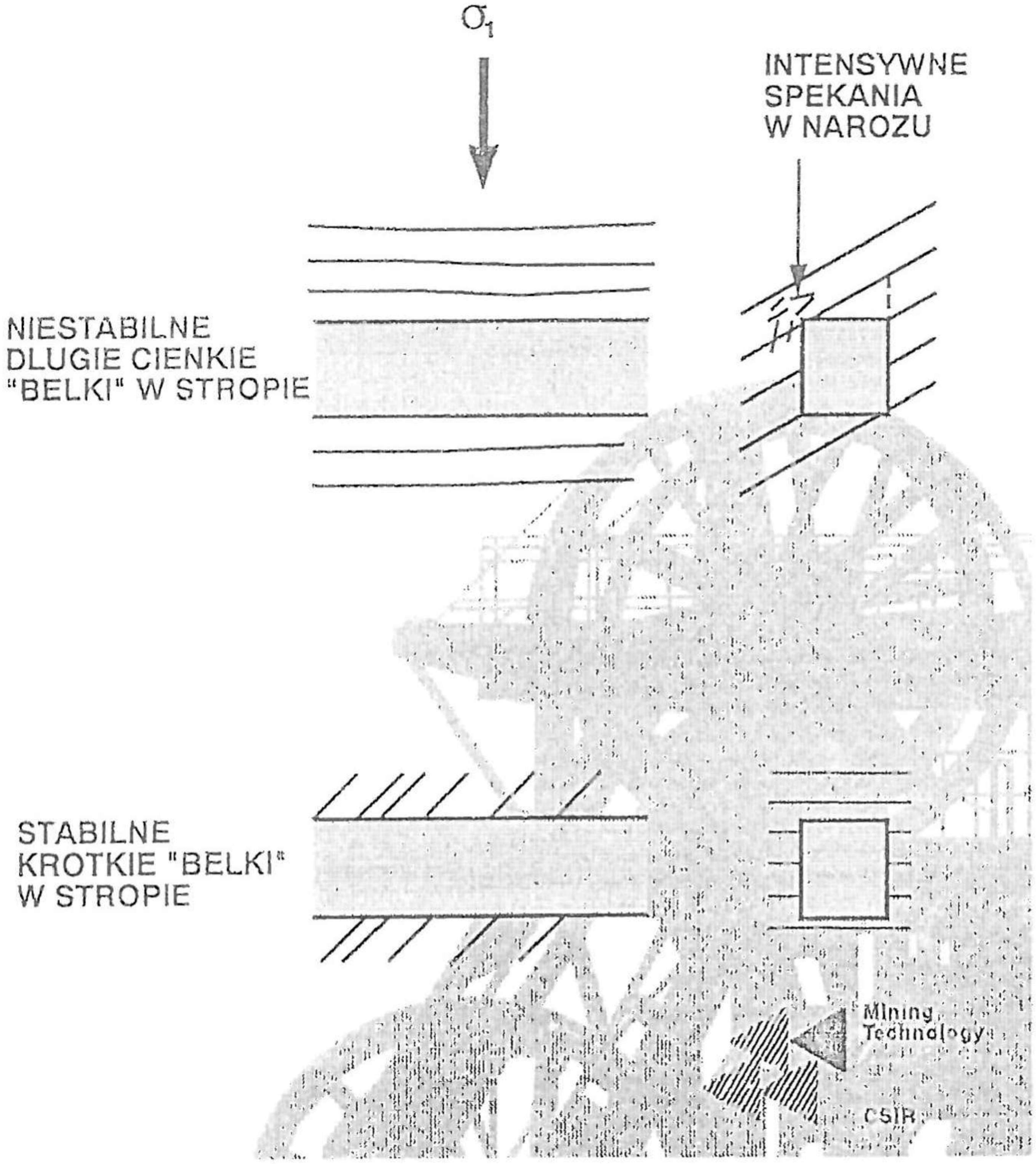
Rys. 2.7. Kształt wyrobiska

Fig. 2.7. Excavation shape



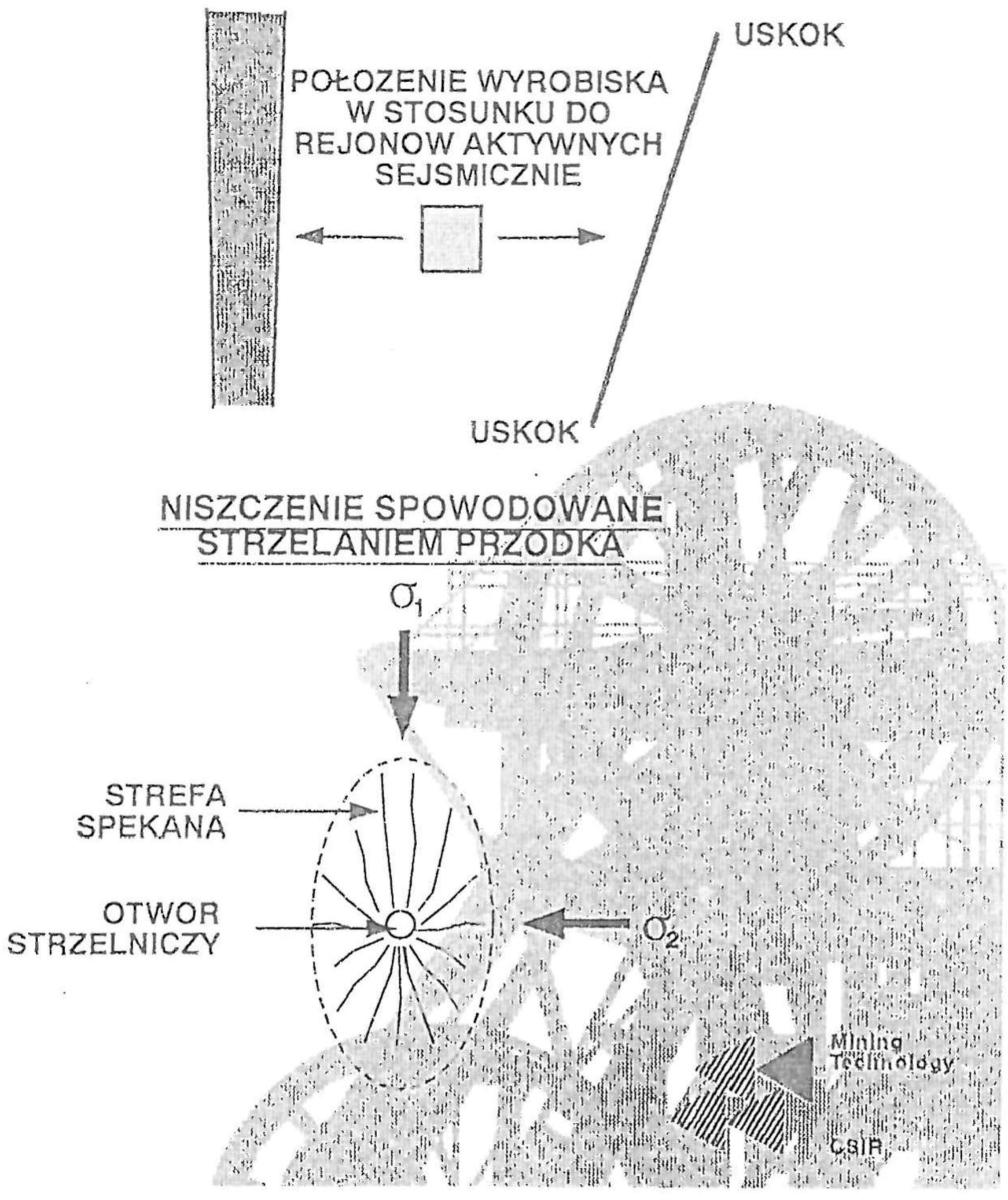
Rys. 2.8. Wielkość wyrobiska

Fig. 2.8. Excavation size



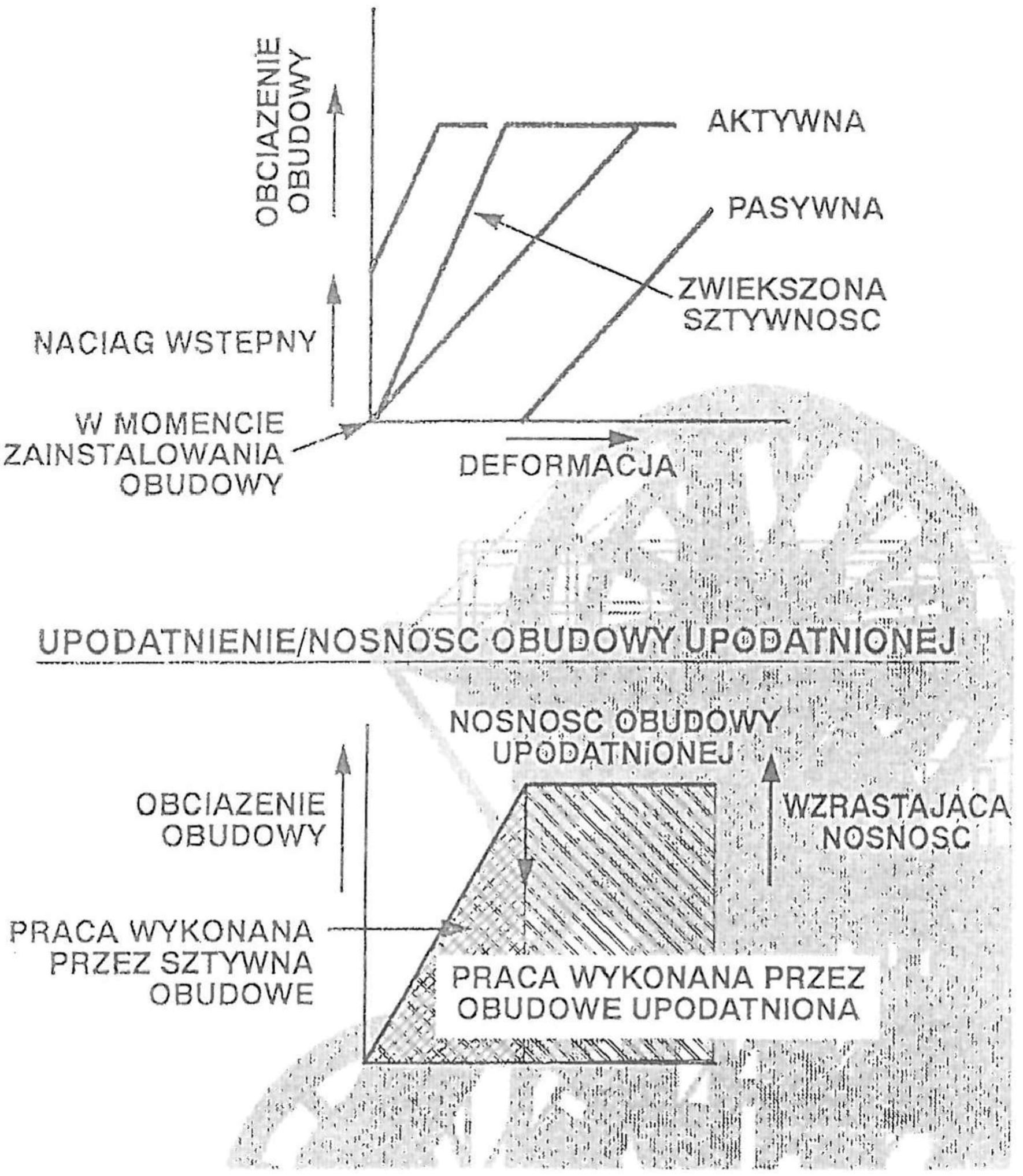
Rys. 2.9. Kierunek ustawienia wyrobiska

Fig. 2.9. Excavation orientation



Rys. 2.10. Rozważania sejsmiczne

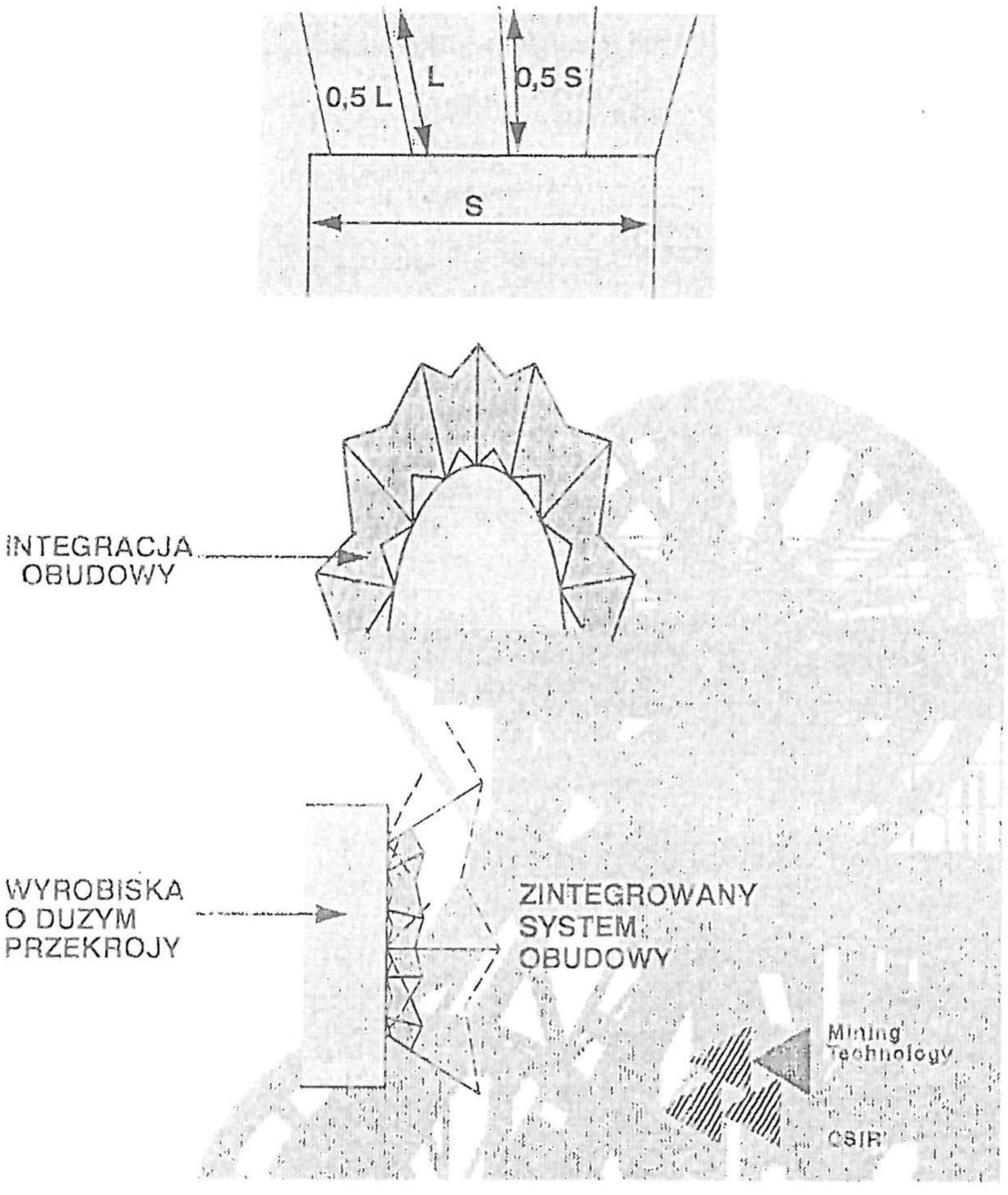
Fig. 2.10. Seismic considerations



Rys. 2.11. Obciążenie, sztywność i uelastycznienie obudowy

Fig. 2.11. Support load, stiffness and yieldability

DLUGOSC POSZCZEGLONYCH KOTWI I ODLEGLOSCI



Rys. 2.12. Długość elementów obudowy i odległość między nimi

Fig. 2.12. Support length and separation

$$\frac{Ms \cdot \hat{V}^2}{2} + Ms \cdot g \cdot c = \frac{1}{2}\int_0^c Fs\,(x)\,dx \qquad (a)$$

GDZIE: Ms = masa płyty skalnej oderwanej od calizny (w stropie)
Fs = sita przyłozona przez kotew
c = wielkosc deformacji kotwi
g = grawitacja

dla płyty w ociosie, bez udzialu grawitacji i dla kotwi o stalej sile uelastycznienia

$$Ms = \frac{2\,Fy \cdot c}{\hat{V}^2}$$

(b)

Mining Technology
CSIR

Rys. 2.13a. Mechanika dynamicznego obciążenia obudowy

Fig. 2.13a. Mechanics of dynamic loading of support

Masa zabudowanej płyty moze byc rowniez wyrazona:

$$Ms = \frac{\rho \cdot t}{A} \qquad (c)$$

GDZIE: ρ = gestosc skaly
A = gestosc obudowy (il. kotwi/m^2)
t = grubosc płyty

Teoretycznie rownania te moga byc uzyte do porownywania roznych typow obudow w war. obciazen dynamicznych.

DLA KOTWI ELASTYCZNYCH

$$\hat{V} = \sqrt{\frac{2\,Fy \cdot A \cdot c}{\rho \cdot t}}$$

GDZIE: Fy . A = opor obudowy, kN/m^2
V = max. predkosc czastek skaly ktore obudowa moze teoretycznie wytrzymac

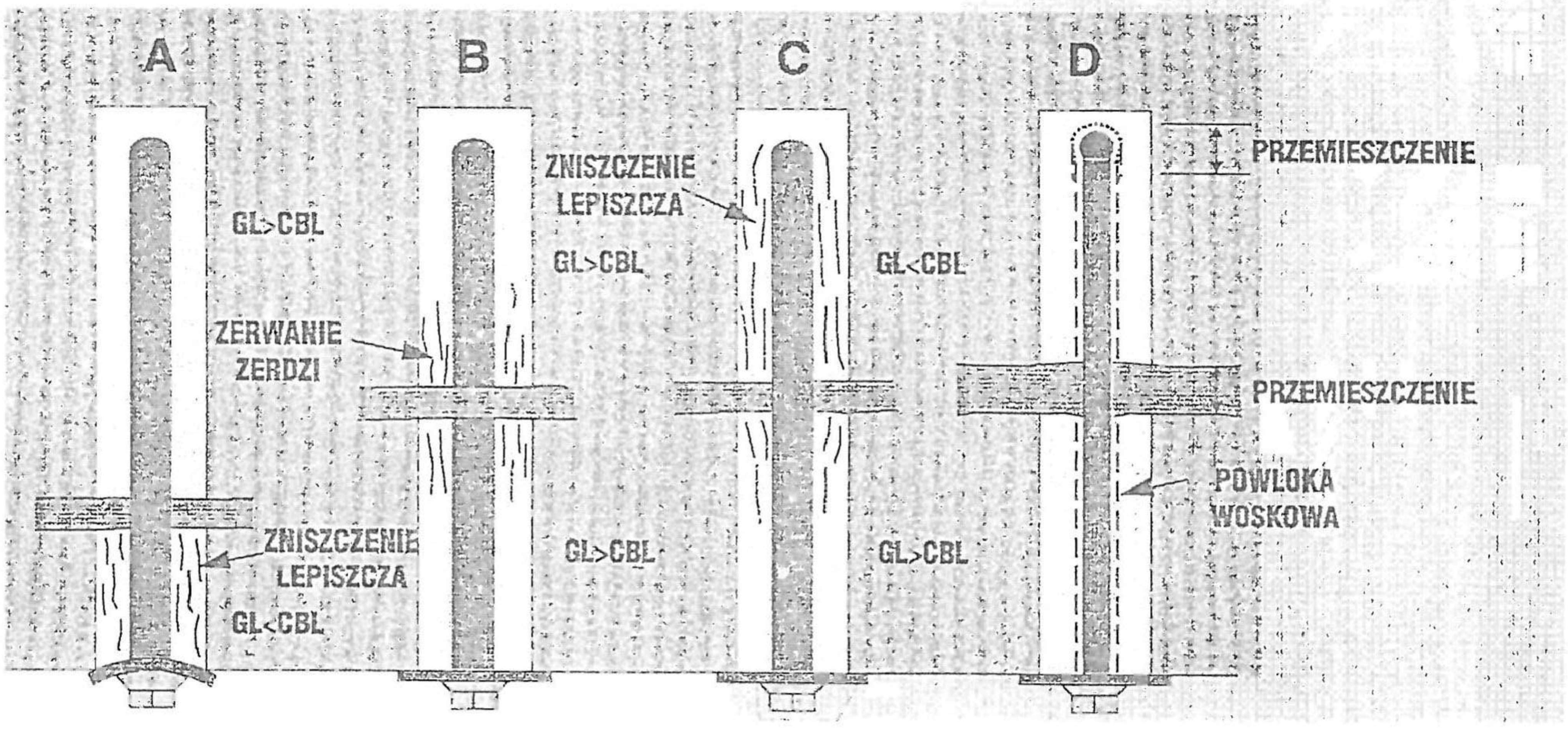
(d)

Mining Technology
CSIR

Rys. 2.13b. Mechanika dynamicznego obciążania obudowy (kontynuacja)

Fig. 2.13b. Mechanics of dynamic loading of support (cont.)

CBL - KRYTYCZNA DLUGOSC WKLEJENIA
GL - DLUGOSC WKLEJENIA



Rys. 2.14. Mechanizmy niszczenia wklejanych/betonowanych obudów kotwiowych

Fig. 2.14. Failure mechanisms of fuily grouted rock tendons

$$\sigma = \sigma_0 \times e^{-\alpha y}$$

GDZIE:

- σ - NAPREZENIE W ZERDZI W ODLEGLOSCI "y"
- σ_0 - NAPREZENIE W PUNKCIE PRZYLOZENIA SILY
- α - WSPOLCZYNNIK ROZPROSZENIA/ZANIKU KTORY ZALEZY OD SZTYWNOSCI SYSTEMU
- y - ODLEGLOSC (WZDLUZ ZERDZI) OD PUNKTU PRZYLOZENIE SILY

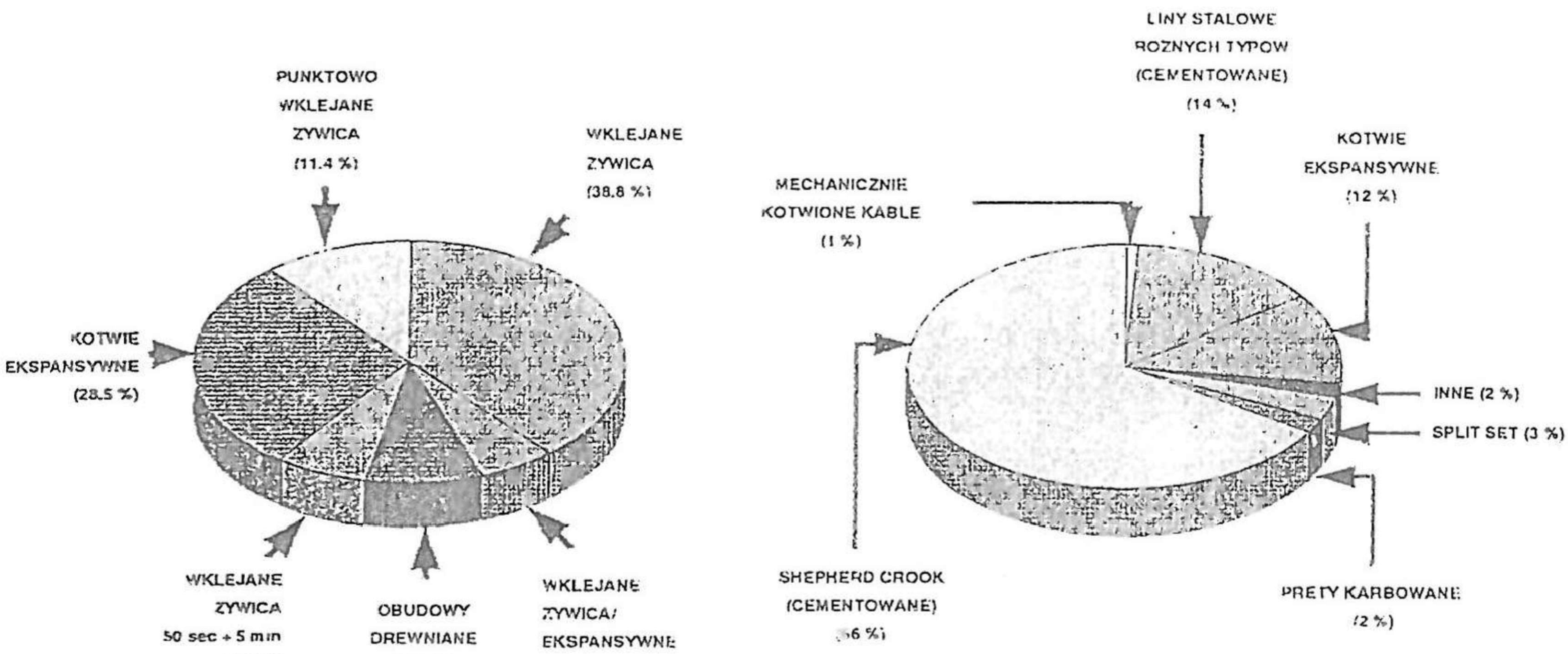
$$\alpha = 4P/\pi\, V\, E\, d$$

GDZIE:

- P - SILA PRZYLOZONA DO GLOWICY KOTWI
- d - SREDNICA ZERDZI
- E - MODUL YOUNGA DLA ZERDZI
- V - UGIECIE NA GLOWICY KOTWY

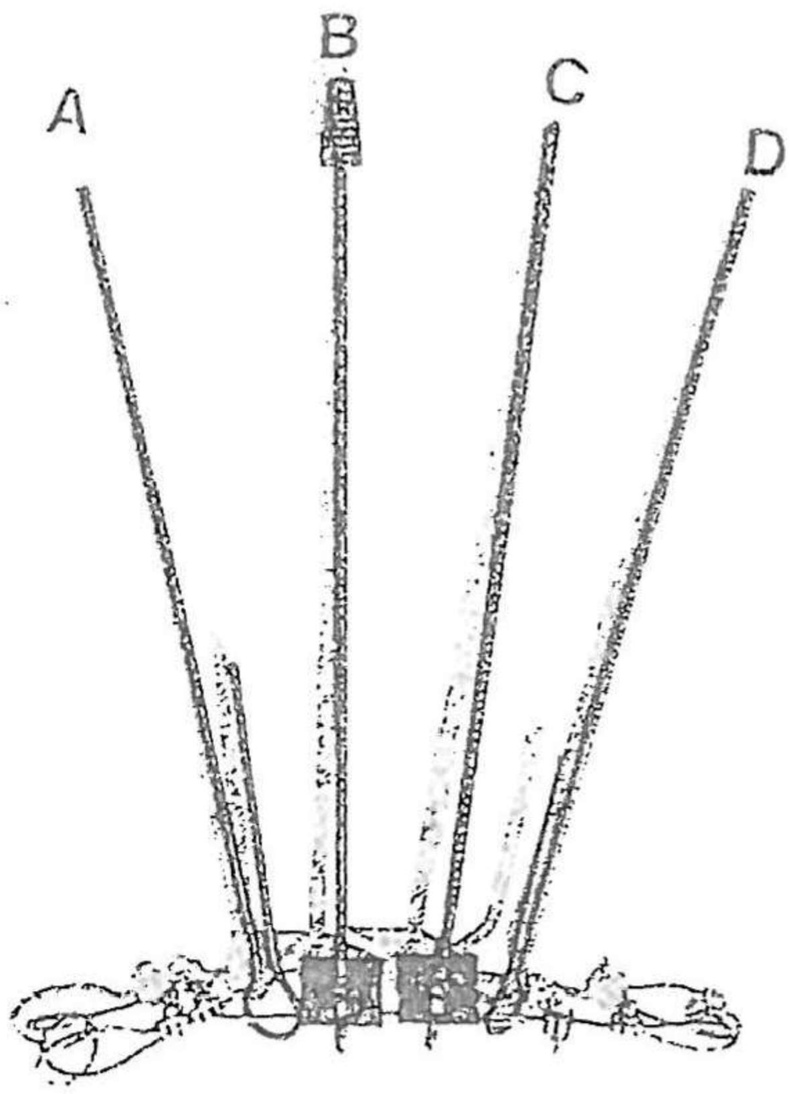
Rys. 2.15. Transfer obciążenia wzdłuż kotwi wklejanej

Fig. 2.15. Load transfer along fully grouted rock tendons



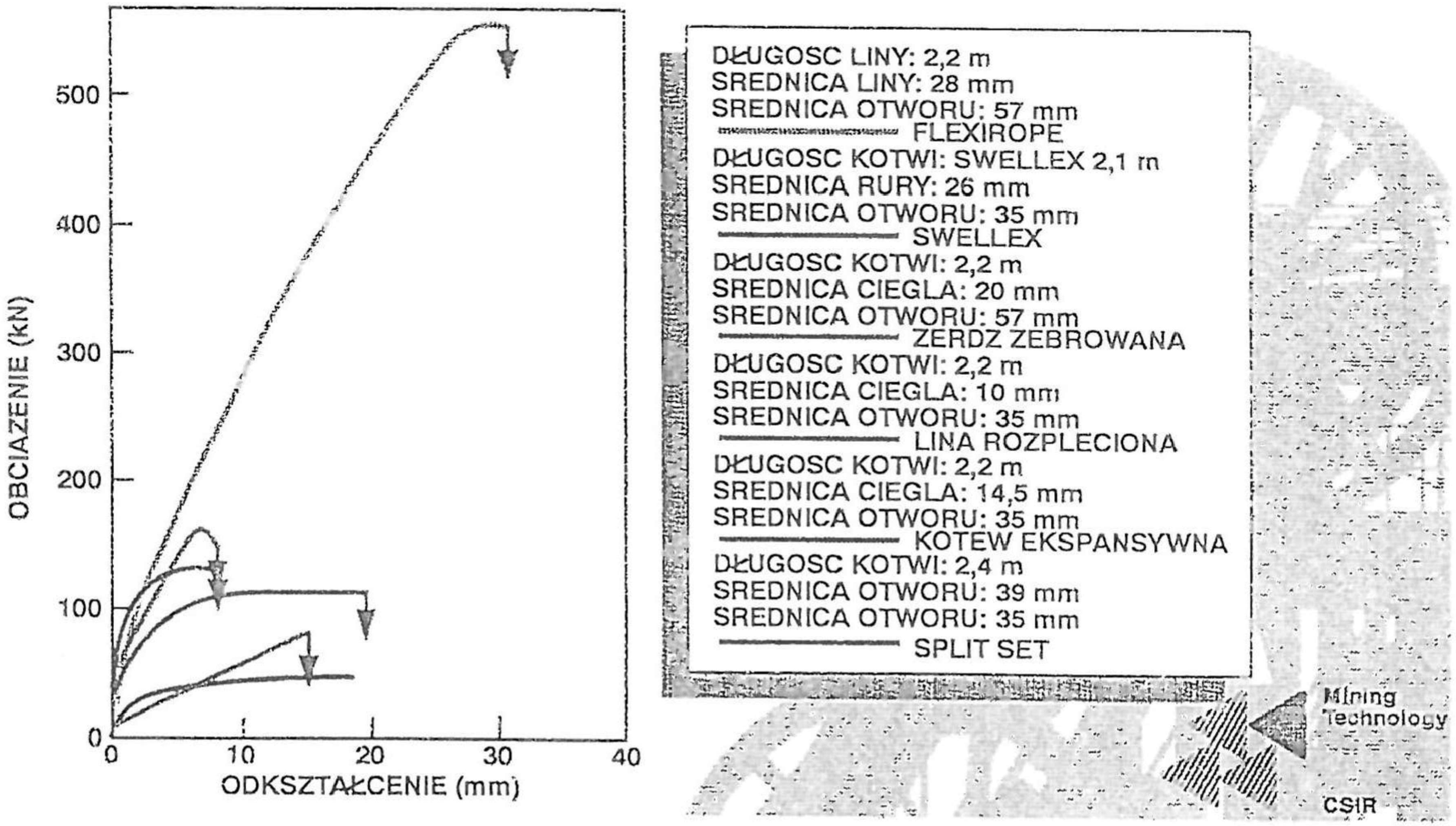
Rys. 3.1. Proporcje różnych rodzajów obudów kotwiowych stosowanych w kopalniach węgla, złota i platyny

Fig. 3.1. Proportions of various types of rock tendons used in coal, gold and platinum mines



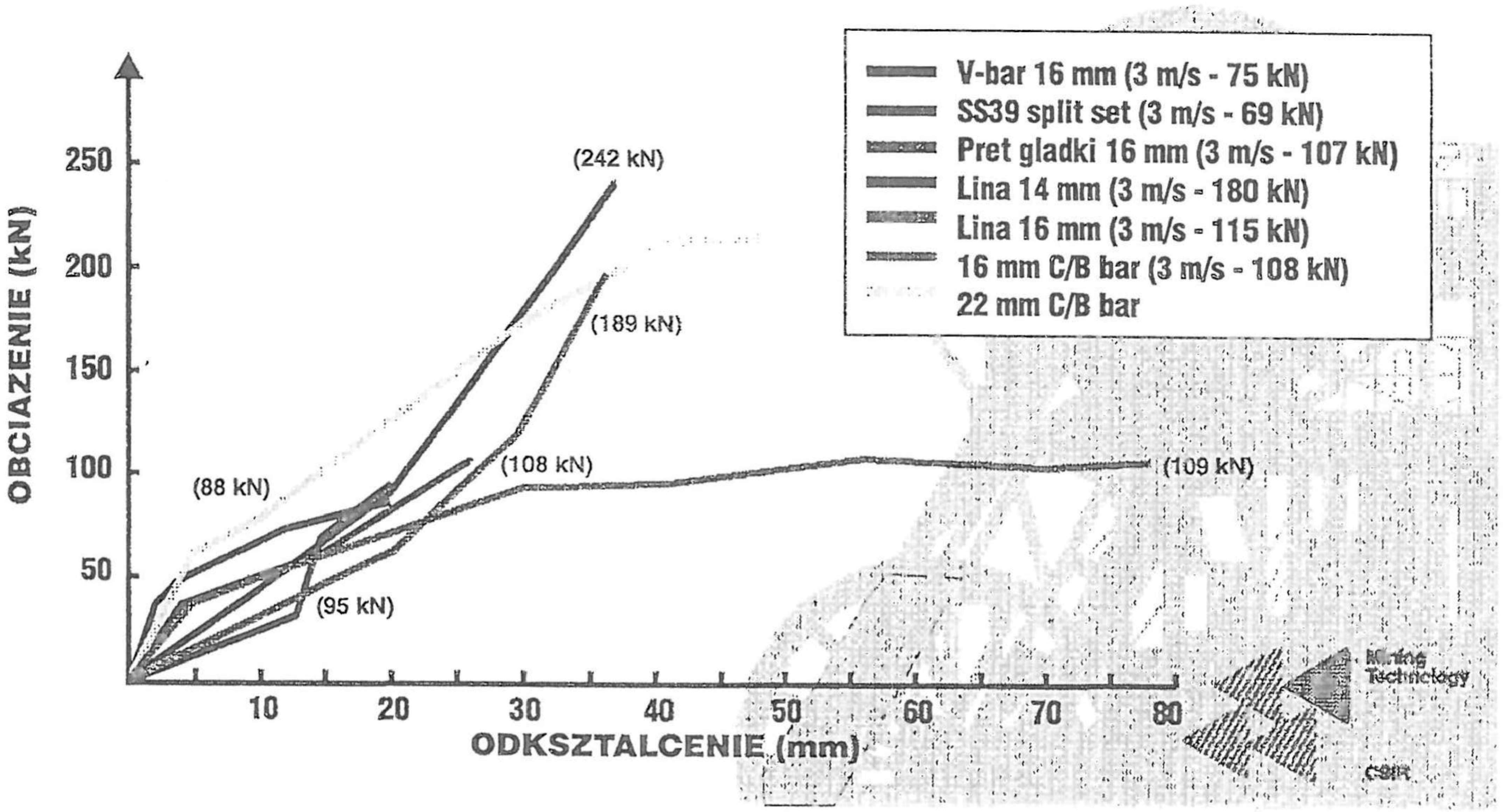
Rys. 3.2. Najczęściej stosowane w RPA rodzaje obudów kotwiowych

Fig. 3.2. Most common rock tendons in South African mines



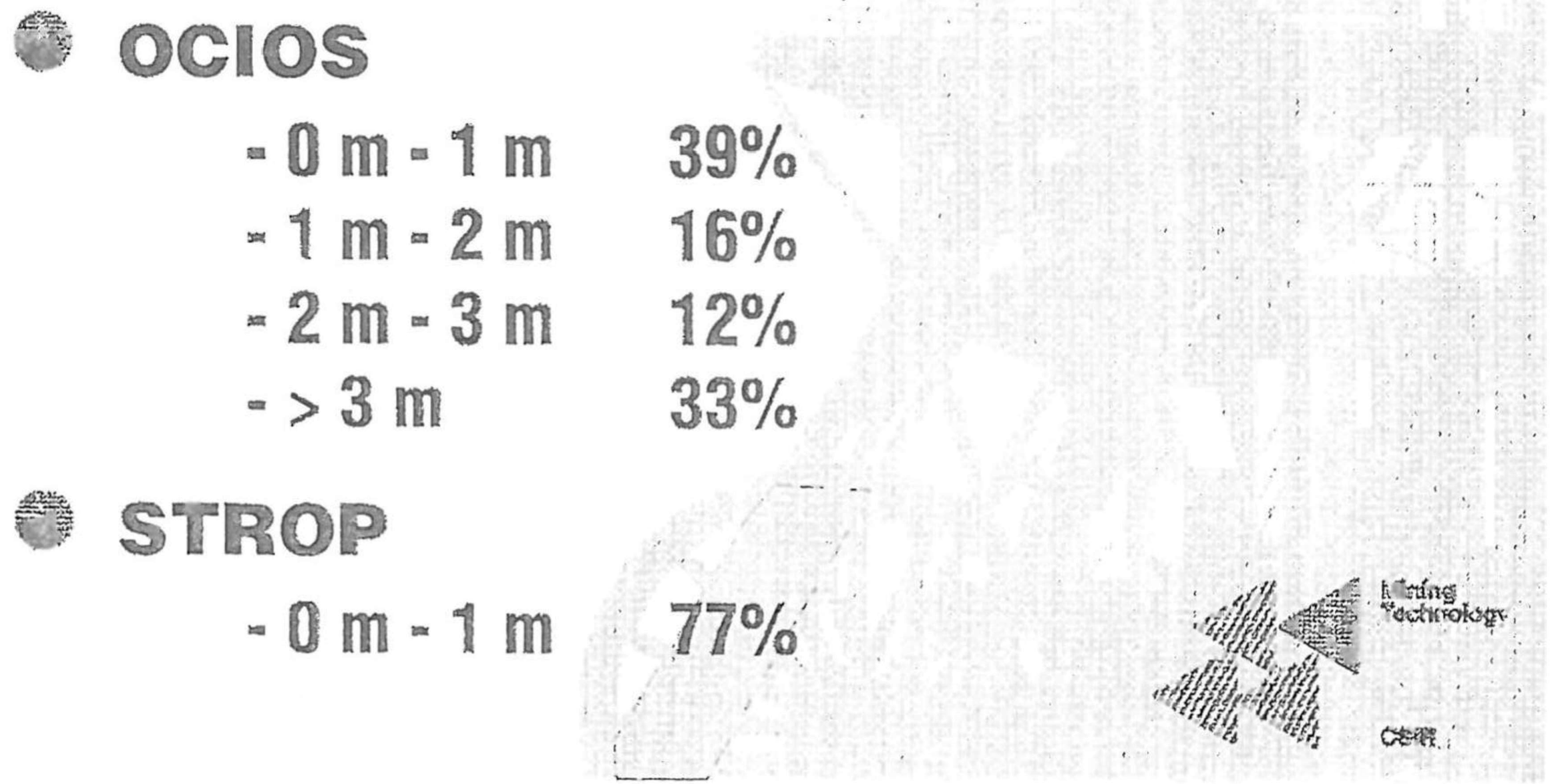
Rys. 3.3. Charakterystyki pracy najbardziej popularnych obudów kotwiowych

Fig. 3.3. Performance characteristics of the most typical rock tendons



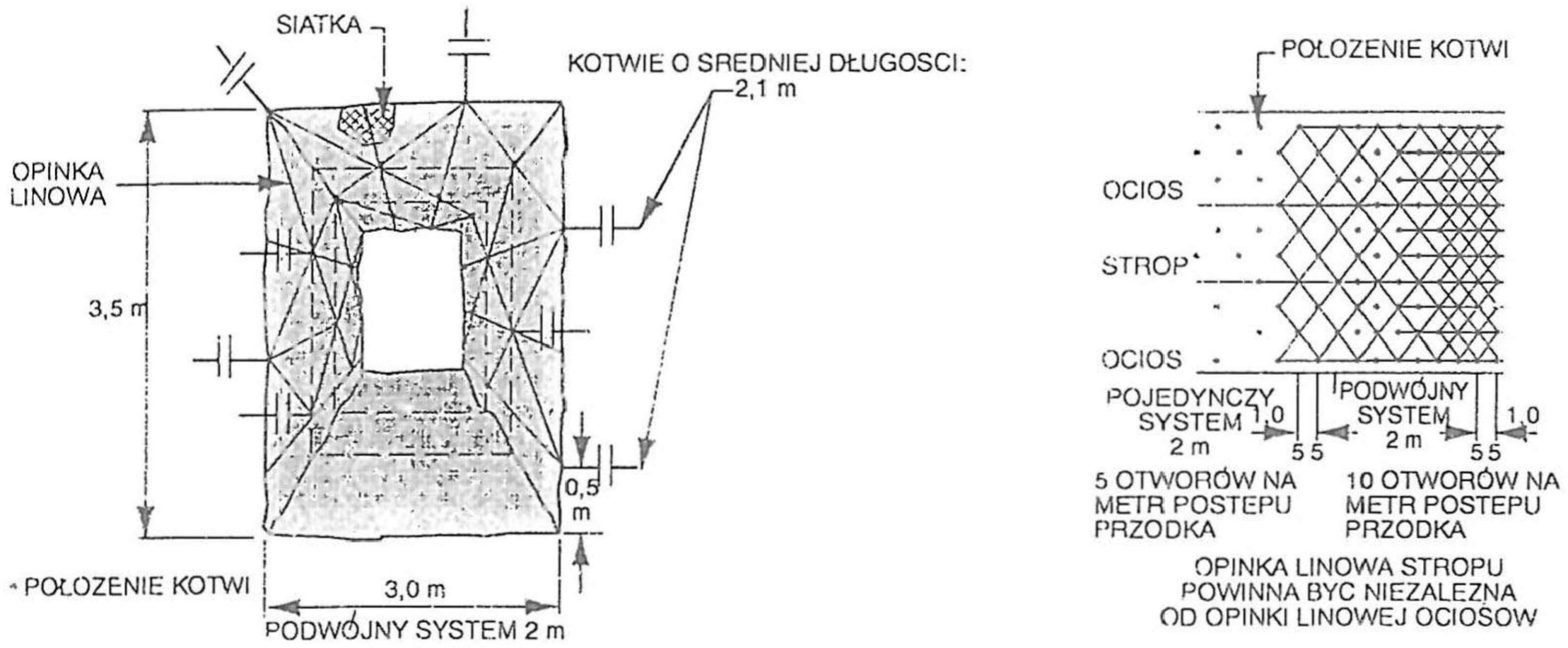
Rys. 3.4. Wytrzymałość różnych rodzajów obudów kotwiowych na ścinanie

Fig. 3.4. Strength of various rock tendons in shear



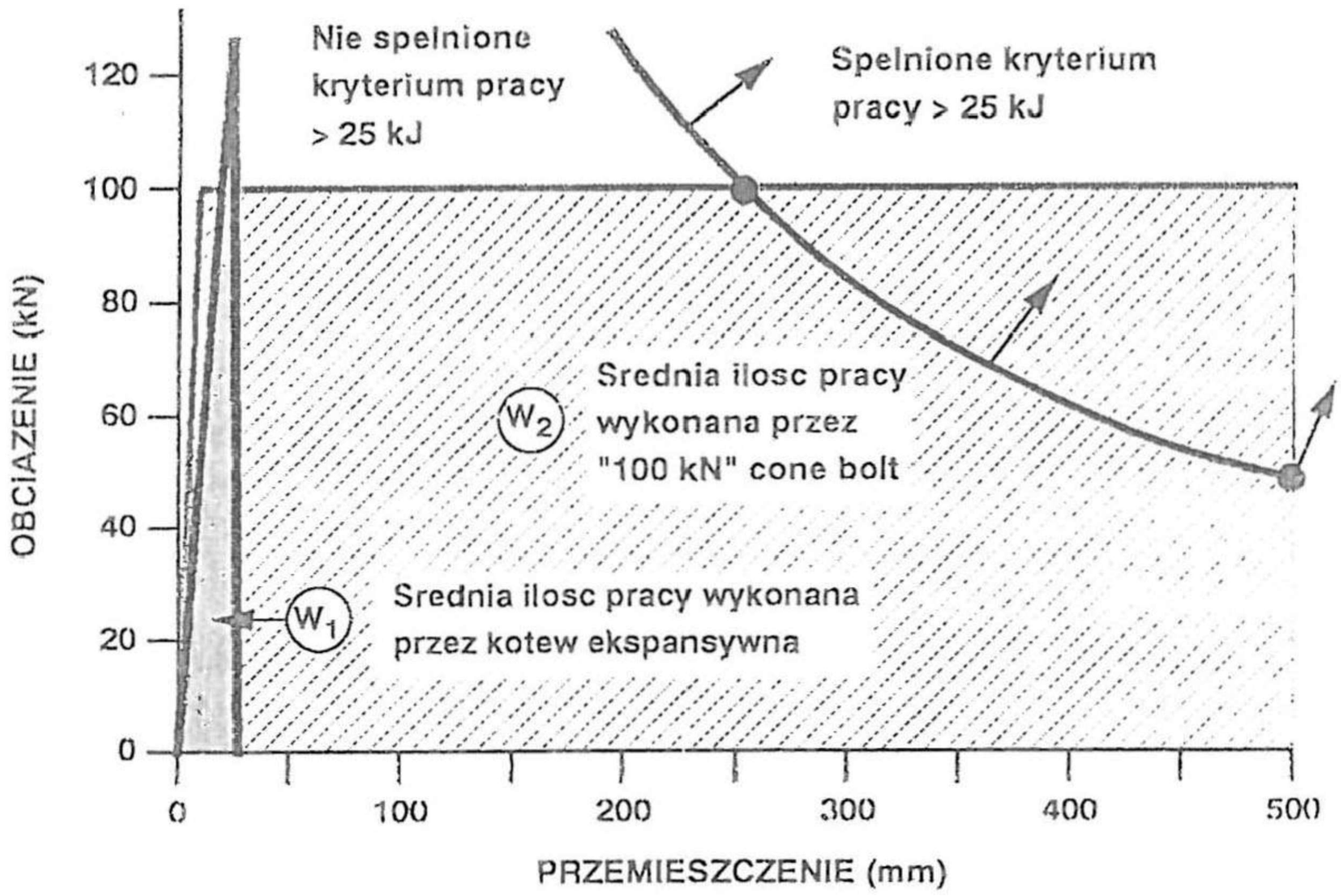
Rys. 3.5. Rozkład dylatacji w ociosach i stropie wyrobiska korytarzowego

Fig. 3.5. Dilation distribution in tunnel sidewalls and hangingwall



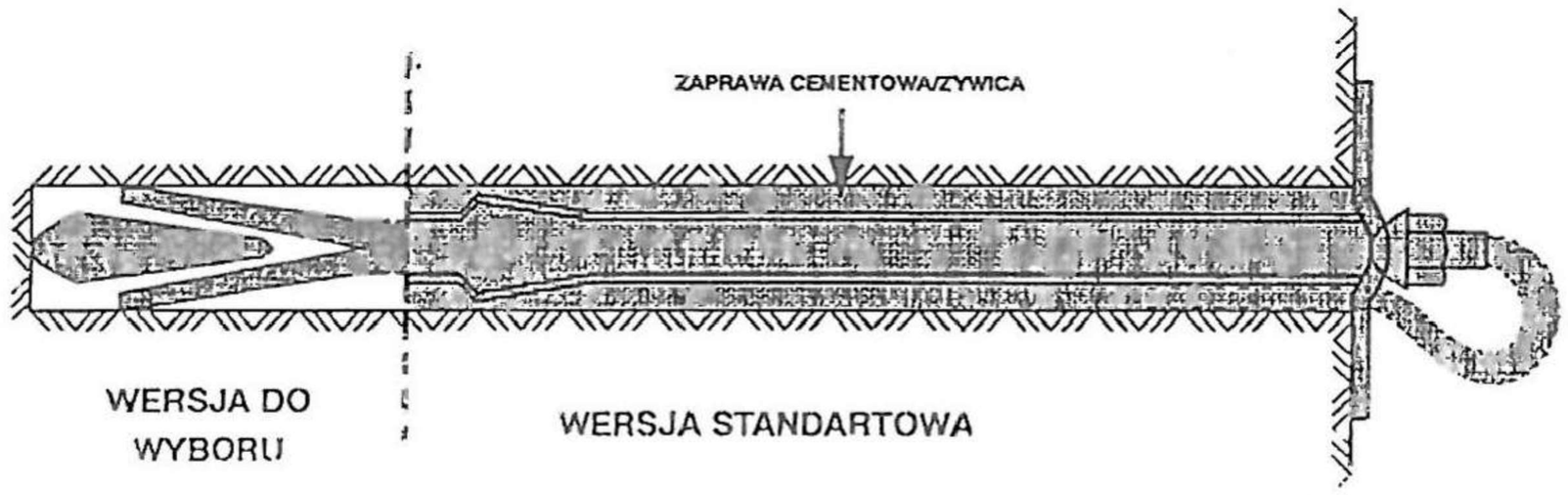
Rys. 3.6. Przykład obudowy zespolonej w wyrobisku korytarzowym kopalni złota/platyny

Fig. 3.6. An example of an integrated tunnel support system in gold/platinum mines



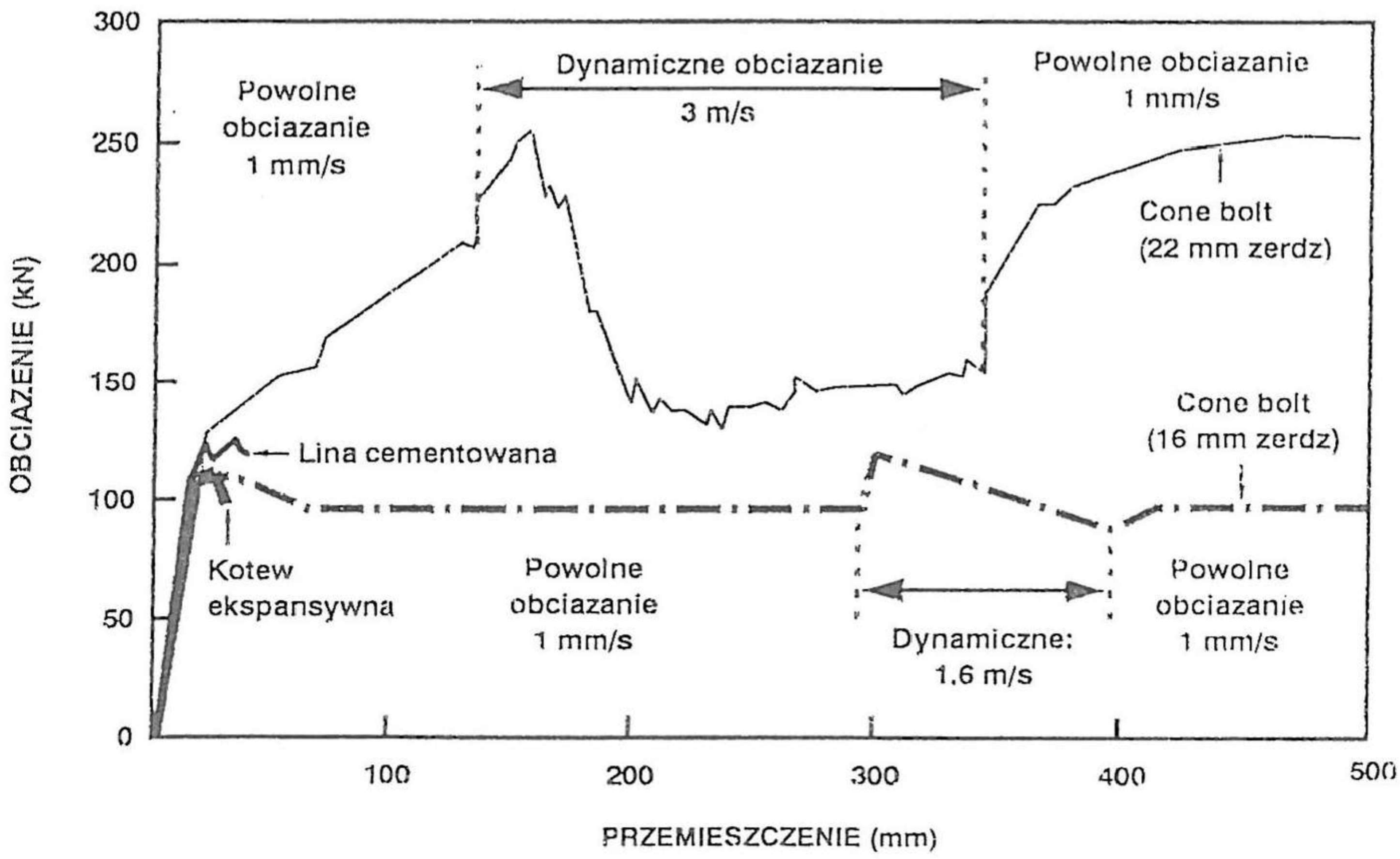
Rys. 3.7. Kryterium pracy dla elastycznych obudów kotwiowych

Fig. 3.7. Work criterion for yielding rock tendons



Rys. 3.8. Schemat przedstawiający trzy możliwe wersje elastycznej obudowy kotwiowej typu Cone Bolt

Fig. 3.8. Schematic of 3 possible configurations of the Cone Bolt yielding tendon



Rys. 3.9. Charakterystyki pracy obudowy Cone Bolt w warunkach obciążeń quasi-statycznych i dynamicznych

Fig. 3.9. Performance characteristics of Cone Bolt tendons under quasi-static and rapid loading