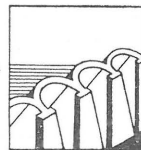


HYDROGEOLOGIA i GEOLOGIA INŻYNIERSKA



ANTONI KIDYBIŃSKI
Główny Instytut Górnictwa

METODYKA WYZNACZANIA CECH GEOLOGICZNO-INŻYNIERSKICH SKAŁ SERII ZŁOŻOWEJ — NIEZBĘDNYCH DLA PROJEKTOWANIA PODZIEMNEJ EKSPLOATACJI GÓRNICZEJ

UKD 622.3.013+622.02:624.131

Współczesna technologia górnictwa podziemnego, wskutek wysokiego stopnia umaszynowania, jest bardzo wrażliwa na nieprzewidziane zmiany cech środowiska geologicznego, np. wytrzymałości skał, geomaterii zalegania złożeń, występowania powierzchni nieciągłości górotworu itp. Wysokie koszty wyposażenia wyrobisk eksploatacyjnych w podstawowe urządzenia mechaniczne (obudowa krocząca, maszyna urabiająca, układ odstawy urobku), przekraczające często 100 mln zł w skali pojedynczej ściany, narzucają wymogi by przodki produkcyjne gwarantowały stałą i wysoką wydajność wyrażoną produkcją rzędu tysięcy ton z jednej ściany na dobę.

Spełnienie tych wymagań jest możliwe jedynie przy wyprzedzającym i ścisłym rozpoznaniu, istotnych z punktu widzenia górniczego, cech środowiska skalnego oraz stałej kontroli tych cech przed frontem postępującej eksploatacji. Ścisłe parametry konstrukcyjne maszyn i urządzeń górniczych stwarzają ponadto dodatkowy warunek efektywności i bezawaryjności produkcji, jakim jest ścisły **dobór** odpowiednich urządzeń, a szczególnie obudowy ścianowej oraz maszyny urabiającej, **do istniejących** warunków geologicznych zdefiniowanych za pomocą konkretnych wartości odpowiednich cech fizycznych skał serii złożowej.

Przytoczone argumenty stały się — w okresie ostatnich kilkunastu lat — przyczyną intensywnego rozwoju metod oceny geologiczno-inżynierskich cech masywu skalnego, w celu doboru racjonalnych elementów technologii wybierania złóż. Rozwój ten zaznaczył się szczególnie w górnictwie węgla kamiennego oraz rud miedzi i dotyczył ostatniej fazy rozpoznania złoża z wyrobisk podziemnych, tzn. bezpośrednio przed przystąpieniem do eksploatacji, a nawet — w trakcie eksploatacji. Efektem tej działalności było opracowanie wielu klasyfikacji i kryteriów określających zachowania się górotworu w trakcie wybierania złoża oraz zasad doboru racjonalnych obudów, kombajnów oraz sposobów kontroli i likwidacji występujących zagrożeń naturalnych. Poniżej przedstawiono w zarysie główne z tych klasyfikacji.

GÓRNICZE KLASYFIKACJE SKAŁ

Podstawowe zainteresowanie górnika otaczającym go górotworem ogranicza się do następujących elementów:

- stateczność i zawałowość (rabowalność) skał stropowych,
- opory urabiania (urabialność) oraz stateczność ociosów skał złożowych,
- nośność i rozmakalność skał tworzących spąg wyrobisk,
- ewentualna naturalna skłonność górotworu do tąpnięć lub wyrzutów gazu i skał.

Wymienionym cechom odpowiadają konkretne kryteria i klasyfikacje.

Klasyfikacja skał stropowych (3, 4, 12, 11) opiera się na ich oporach rozwarstwienia (oporach odspojenia wskutek działania siły grawitacji), czyli wytrzymałości na rozciąganie siłą o kierunku pionowym. Cechę tę określa się tzw. penetrometrem otworowym mającym głowicę z wysuwającą się hydraulicznie iglicą, która pokonując opór cylindrycznej ścianki otworu wiertniczego pozwala na równoczesne odnotowanie ciśnienia krytycznego. Badania prowadzi się na ogół w otworach o średnicy 86 mm i długości ok. 10 m wykonanych z wyrobiska pionowo ku górze, krok penetracji zaś wzdłuż osi otworu wynosi na ogół 5–10 cm, co pozwala na określenie 10–20 lub więcej wartości (R_{rr}) na 1 m otworu. Wyniki pomiarów zestawia się w postaci wykresu towarzyszącego litologicznemu profilowi słupkowemu (ryc. 1). Wyróżniono 6 klas o podanych właściwościach:

klasa I (opór rozwarstwienia $R_{rr} = 0–5$ kp/cm²) — stropy opadające natychmiast po odsłonięciu (łącznie z najslabszymi stropami węglowymi); wymagają ciągłej i przylegającej opinki bądź przybierania;

klasa II ($R_{rr} = 5–15$ kp/cm²) — stropy opadające (w skałach ilastych i piaszczystych) oraz słabo samo-nośne w węglu kamiennym; wymagają zagęszczonej obudowy o równomiernym rozkładzie podporności na powierzchni stropowej;

klasa III ($R_{rr} = 15–30$ kp/cm²) — stropy spękane, częściowo samo-nośne (w skałach ilastych i piaszczystych) oraz nośne (w węglach kamiennych), łatwo przechodzące w stan zawału (dobra rabowalność);

klasa IV ($R_{rr} = 30–45$ kp/cm²) — stropy samo-nośne o korzystnych parametrach zarówno stateczności, jak i zawałowości (rabowalności); przechodzą samoczynnie w stan zawału bez zawisania w zrobach;

klasa V ($R_{rr} = 45–60$ kp/cm²) — stropy nośne, bez obwałów, trudno przechodzące w stan zawału, zawisające w zrobach, wymagają sztucznego zruszania przy eksploatacji zawałowej, w celu uniknięcia wzmózonych ciśnień i nie przewidzianych zawałów do wyrobiska;

klasa VI ($R_{rr} = \text{ponad } 60$ kp/cm²) — stropy silnie związane, bardzo trudno przechodzące w stan zawału; w celu prowadzenia eksploatacji zawałowej niezbędne są specjalne środki łamania i zruszania stropu.

Klasyfikacja urabialności skał (16, 17) w najogólniejszym ujęciu opiera się na energetycznym wskaźniku urabialności U , określonym przez statyczne ścisłanie nieforemnych bryłek w prasie z równoczes-

nym pomiarem odkształceń krytycznych. Przy szczegółowych analizach oporów urabiania uwzględnia się ponadto skrawalność, zwiercalność, strugalność i inne wskaźniki technologiczne skał. Poniżej podano ogólną klasyfikację urabialności skał.

Klasa	Ocena urabial. skał	Wskaźnik U kp/cm/cm ³
I	bardzo łatwo urabialne	0,3 — 0,8
II	łatwo urabialne	0,8 — 1,35
III	średnio urabialne	1,35 — 1,7
IV	trudniej urabialne	1,7 — 1,9
V	trudno urabialne	1,9 — 2,2
VI	bardzo trudno urabialne	ponad 2,2

Do poszczególnych klas urabialności są dostosowane wytyczne doboru maszyn urabiających (strugi, kombajny) oraz ich moce, a także zasady ewentualnego osłabiania skał przed mechanicznym urobieniem (strzelanie zruszające, wtlaczanie wody pod ciśnieniem, itp.).

Klasyfikacja nośności skał spagowych (1, 2, 5) obejmuje ich odporność na jednostkowy nacisk obudowy oraz ciężkiego sprzętu kopalnianego. Przy słabym spągu nawet wysokopodporowa obudowa górnicza nie rozwija należytej podporności wobec stropu, wskutek zapadania się w spągu. Nośność ocenia się za pomocą hydraulicznych stojaków dynamicznych lub metodą uproszczoną — dynamicznym penetrometrem iglicowym, określając intensywność penetracji iglicy w skały spagowe przy określonej liczbie znormalizowanych uderów. Wydziela się 3 klasy skał spagowych (ryc. 2):

klasa I (spągi o dużej nośności), $p = \text{ponad } 260$ kp/cm²,

klasa II (spągi o średniej nośności), $p = 65–260$ kp/cm²,

klasa III (spągi o małej nośności), $p = \text{do } 65$ kp/cm².

W zależności od klasy spągu, zalecane są do stosowania w ścianach obudowy zmeczonizowane osłony albo kasztowe, lub też indywidualne stojaki hydrauliczne z podkładkami lub bez podkładek. Klasa nośności spągu określa równocześnie jego ewentualną skłonność do wypiętrzenia w wyrobiskach korytarzowych oraz środki przeciwdziałania temu niekorzystnemu zjawisku. Rozmakalność skał spagowych określa się wg testu Skutty (moczenie w wodzie w czasie 1/2, 4 oraz 48 godz. i wizualne określenie klasy rozpadu) i ocenia wg 8-stopniowej skali literowej (A do H).

Klasyfikacja wg naturalnej skłonności skał do tąpnięć (18, 6) opiera się na wielkości energetycznego wskaźnika skłonności skał do tąpnięć (W_{ET}), określonego jako stosunek sprężystej energii odkształcenia do energii strat i wyznaczonego z wykresu pętli histerezy pojedynczego cyklu jednoosiowego obciążenia i odciążenia próbki kostkowej ($5 \times 5 \times 5$ cm) w prasie (ryc. 3). Wskaźnik ten wyraża zdolność skały do gromadzenia energii odkształcenia sprężystego z możliwością jej gwałtownego wydzielienia przy dynamicznym rozpadzie po przekroczeniu wytrzymałości. Wydziela się 3 klasy skał (głównie węgli kamiennych):

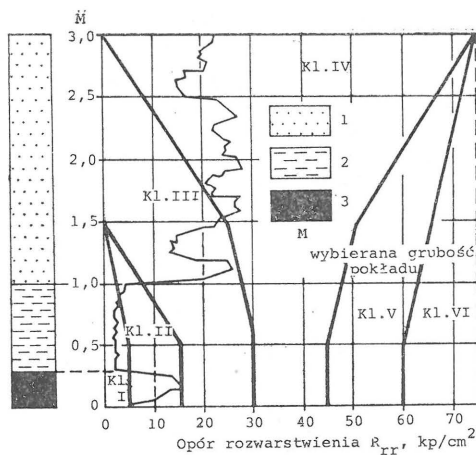
klasa I ($W_{ET} = \text{ponad } 5,0$) — skała silnie skłonna do tąpnięć,

klasa II ($W_{ET} = 2,0–5,0$) — skała słabo skłonna do tąpnięć,

klasa III (W_{ET} poniżej 2,0) — skała niesklonna do tąpnięć.

Ponadto określa się tzw. wskaźnik litologiczny stropu, określający skłonność skał stropowych do gromadzenia energii odkształcenia.

Powyższe główne wskaźniki i klasyfikacje oraz liczne kryteria drugorzędne i bardziej szczegółowe pozwalają w fazie bezpośredniego poprzedzającej eksploatację górnica na prognozę jej warunków geotechnicznych, co z kolei umożliwia dobór optymalnych parametrów systemu wybierania, odpowiednich — do danych warunków — maszyn i urządzeń oraz na racjonalne przeciwdziałanie przewidywanym zagrożeniom naturalnym. Stanowi to podstawę do planowej, bezawaryjnej i opłacalnej ekonomicznie eksploatacji złóż przy równoczesnym zapewnieniu założeń górnictwa warunków bezpiecznej pracy.

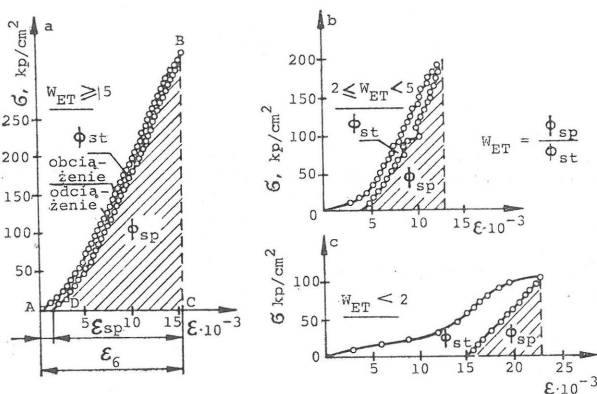


Ryc. 1. Przykład profilu penetrometrycznego skał stropowych z zaznaczeniem klasy stropu.

1 — piaskowiec różny, średniozwięzły, 2 — ilowiec warstwowy, bardzo słaby, 3 — węgiel kamienny.

Fig. 1. An example of penetrometric profile of top layers, with their class.

1 — various-grained, medium-compact sandstone, 2 — very weak, bedded claystone, 3 — rock coal.



Ryc. 3. Zasada wyznaczania na próbkach naturalnej skłonności skał do tapan (W_{ET}).

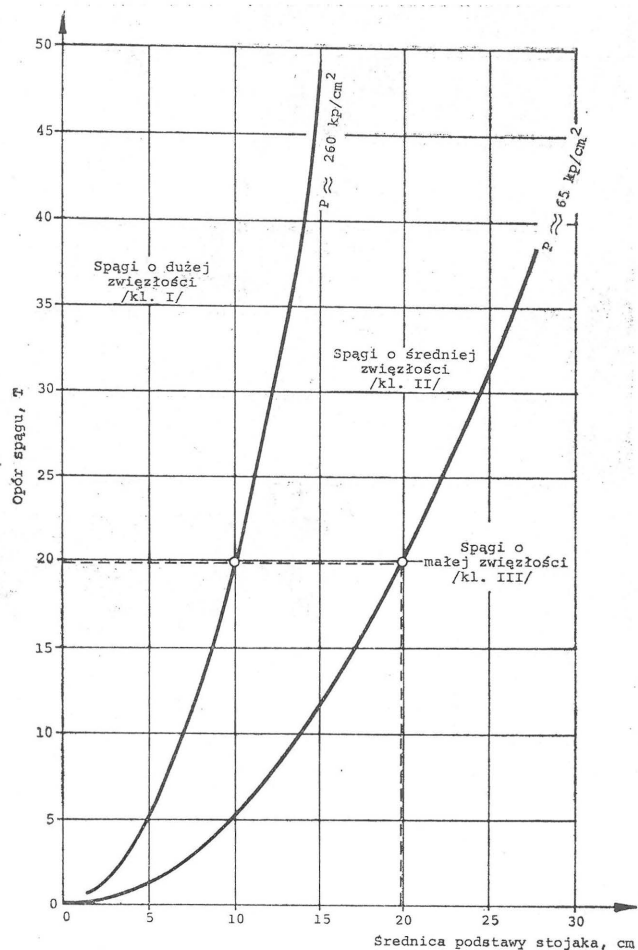
a — węgiel silnie skłonny do tapan, b — słabo skłonny, c — nieskłonny.

Fig. 3. The principle of estimating natural susceptibility to collapse (W_{ET}) on samples.

a — easily collapsible coal, b — weakly collapsible, c — not collapsible.

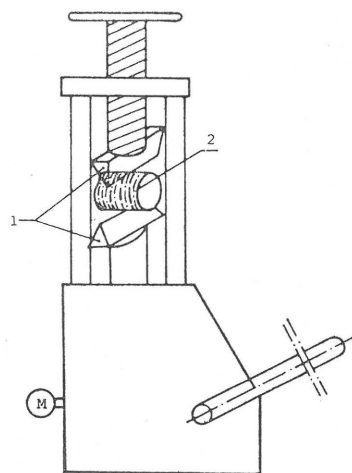
Najistotniejszym problemem geologicznym rozpoznania i projektowania podziemnej eksploatacji złóż surowców mineralnych — obok wiarygodności oceny ilości i jakości kopaliny — jest odpowiednio wcześnie określenie omówionych powyżej parametrów, co umożliwiłoby właściwe zaprojektowanie kopalni. Moment wykonywania pierwszych chodników przygotowawczych w złożu jest bowiem zbyt późny na podjęcie prac projektowych dotyczących eksploatacji złoża. Okres projektowania rozpoczyna się bezpośrednio po geologicznym udokumentowaniu zasobów w odpowiedniej kategorii rozpoznania i już na tym etapie powinny być znane — choćby w przybliżeniu — podstawowe cechy geologiczno-inżynierskie skał serii złożowej niezbędne do projektowania kopalni. Jest to możliwe przez korelację górniczych klasyfikacji skał ze wskaźnikami możliwymi do uzyskania w czasie robót wiertniczych wykonywanych z powierzchni oraz odpowiednią modyfikacją programu geologiczno-inżynierskich prac dokumentacyjnych na tym etapie rozpoznania złoża.

Jest przy tym szczególnie ważne, aby w klasyfikowaniu skał uwzględniać możliwie w największym stopniu efektywne cechy masywu skalnego, zdefiniowane w większej części strukturą i teksturą



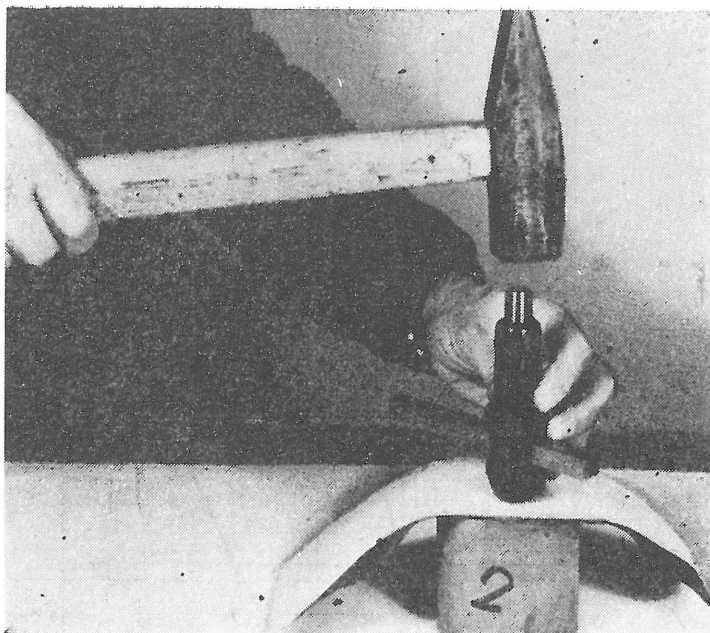
Ryc. 2. Klasyfikacja skał spągowych według ich nośności.

Fig. 2. Classification of basal rocks according to their bearing capacity.



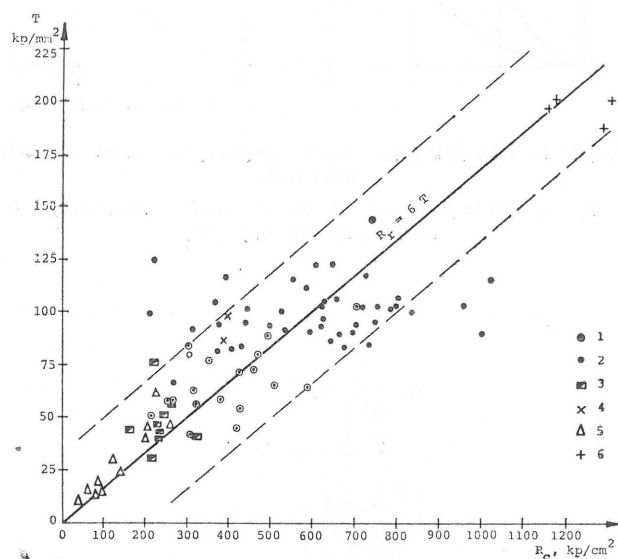
Ryc. 4. Oznaczenie klasy skał stropowych na rdzeniu wiertniczym metodą statycznego rozłupywania. 1 — wymienne kliny, 2 — odcinek rdzenia wiertniczego, M — manometr.

Fig. 4. Determination of class of top rocks on core samples by the statistical splitting method. 1 — exchangeable wedges, 2 — core section, M — manometer.

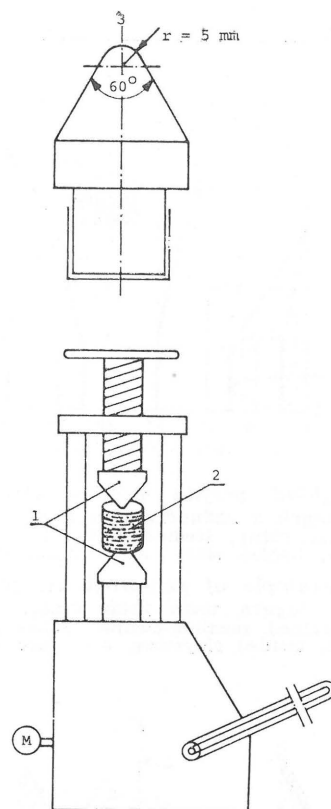


Ryc. 5. Oznaczanie klasy urabialności skał na powierzchniach przełamu rdzenia metodą wgniotów dynamicznych (młotkiem Poldiego).

Fig. 5. Determination of rock workability class on fractured core surface by the dynamic beating-in (Poldi hammer) method.



skał (budowa warstwowa, częstotliwość i kierunki powierzchni spękań, cechy fizyczne spękań itp.), w stosunkowo mniejszym zaś stopniu cechami samego materiału skalnego (próbek), którym poświęca się dotychczas najwięcej uwagi. Górnicze klasyfikacje skał opierają się bowiem na cechach masywu skalnego, które najczęściej różnią się znacznie od cech „materiałowych” odnośnie skały. Stąd też dotychczas, pomimo obfitego materiału faktograficznego zawartego w dokumentacjach geologiczno-inżynierskich dotyczących złóż kopalin użytecznych przeznaczonych do podziemnej eksploatacji — wykorzystanie tych danych w procesie projektowania kopalni było znikome, co z kolei prowadziło często do poważnych kłopotów w fazie rozruchu i eksploatacji zakładu górniczego. Ze względu na wysokie koszty społeczne takiego stanu rzeczy, opracowanie wspomnianych korelacji wydaje się problemem dużej wagi. Poniżej podano konkretną propozycję w tym zakresie.



Ryc. 7. Oznaczanie klasy nośności skał spągowych przez określenie wskaźnika punktowej wytrzymałości rdzenia wiertniczego.

1 — wymienne stożki, 2 — odcinek rdzenia wiertniczego, 3 — geometria stożka.

Fig. 7. Determination of bearing capacity class of basal rocks by estimating point strength of core material.

1 — exchangeable cones, 2 — core section, 3 — cone geometry.

Ryc. 6. Empiryczna zależność $R_c = f(T)$.

1 — mułowcowe, 2 — piaskowce (1, 2 — karbon), 3 — węgiel kamienny (GZW), 4 — wapień z Kreki, 5 — margiel kredowy (LZW), 6 — syderyt ilasty (Łęczycza).

Fig. 6. Empirical dependence $R_c = f(T)$.

1 — siltstones, 2 — sandstones (1, 2 — Carboniferous), 3 — rock coal (Upper Silesian Coal Basin), 4 — limestone from Kreka, 5 — Cretaceous marl (Lublin Coal Basin), 6 — clay siderite (Łęczycza).

METODYKA GEOLOGICZNO-INŻYNIERSKIEJ OCENY GÓROTWORU WG WIERCEŃ ROZPOZNAWCZYCH Z POWIERZCHNI

Poniżej opisana metodyka opiera się na zbadanych przez autora w Głównym Instytucie Górnictwa empirycznych związków między mechanicznymi właściwościami skał określonymi na próbkach oraz cechami nieciągłości masywu skalnego a parametrami stateczności stropu i spągu wyrobisk podziemnych oraz urabialności skał.

Klasa stateczności skał stropowych. W celu podania prognozy stateczności stropu przyszłych wyrobisk górniczych, ocenę skał stropowych należy prowadzić w sposób ciągły na odcinku 10 m ponad stropem złoże przewidzianego do eksploatacji. Użytkany z tego odcinka otworu rdzeń wiertniczy należy podzielić wg metrażu na segmenty jednometrowe, a następnie na rdzeniu z każdego segmentu przeprowadzić następujące oznaczenia:

1) określić średni uzysk rdzenia (μ_r) w formie ułamka dziesiętnego (np. 0,86);

2) określić średnią długość odcinków rdzenia (l_{sr}) w cm, przez systematyczny pomiar długości wszystkich otrzymanych z wiercenia odcinków rdzenia oraz obliczenia średniej arytmetycznej;

3) obliczyć wskaźnik rdzenia (W_r) wg wzoru:

$$W_r = \frac{l_{sr} \cdot \sqrt{\mu_r}}{d}$$

gdzie:

d — średnica rdzenia, cm;

4) obliczyć wskaźnik osłabienia strukturalnego (W_{os}) wg wzoru:

$$W_{os} = 0,5 (1 + \lg W_r);$$

5) określić (w co najmniej 10 punktach dla 1 m otworu) krytyczną siłę (p_r) rozłupywania rdzenia statycznym naciskiem współbieżnych **klinów** o zaokrąglonych krawędziach, zamocowanych w przenośnej prasie do ściskania rdzeni. Oznaczenia te wykonuje się wg schematu przedstawionego na ryc. 4, tzn. ściskając rdzeń prostopadle do jego osi podłużnej (w pozycji „leżącej”). Dzięki temu można określić średnią wytrzymałość skały na rozciąganie siłą działającą w kierunku równoległym do osi rdzenia wg wzoru:

$$R_{rp} = \frac{(p_r)_{sr}}{d^2}$$

gdzie:

R_{rp} — wytrzymałość na pionowe rozciąganie próbek skały, kp/cm²,

$(p_r)_{sr}$ — średnia arytmetyczna wartość siły krytycznej dla badanego segmentu rdzenia (tzn. 1,0 m), kp,

d — średnica rdzenia, cm.

Szczegóły metodyki tego oznaczenia podano w pracy (13);

6) obliczyć opór rozwarstwienia skał (dla kolejnych segmentów 1-metrowych) — wg wzoru:

$$R_{rr} = W_{os} \cdot R_{rp};$$

7) uśrednić obliczone wartości R_{rr} na odcinkach otworu odpowiadających odrębnym petrograficznie typom skał;

8) określić klasę skał stropowych wg podanej poprzednio klasyfikacji stropów (I—VI).

Urabialność skał złożowych. W celu podania prognozy urabialności serii skał złożowych należy na ok. 10 świeżych (i możliwie fragmentami — gładkich) przełamach rdzenia pobranego ze skał serii złożowej wykonać po 3 wgnioty za pomocą standardowego (kulka ϕ 10 mm) młotka Poldiego (15) z wykorzystaniem stalowych beleczek wzorcowych o twardości określonej w skali Meyera (H_M) (ryc. 5). Określić odpowiednio parami średnice wgniotów na skale (D_o) i na beleczce wzorcowej (d_o), a następnie dla poszczególnych typów petrograficznych obliczyć wielkość energetycznego wskaźnika urabialności wg wzoru:

$$U = \frac{H_M}{20} \cdot \frac{d_o^2}{D_o^2}$$

gdzie:

U — energetyczny wskaźnik urabialności skały, kp/cm²,

H_M — twardość materiału beleczki wzorcowej wg Meyera, kp/mm²,

d_o — średnica odcisku kulki na beleczce wzorcowej, mm,

D_o — średnica odcisku kulki na skale, mm.

Powyższy wzór opiera się na wielu stwierdzonych zależnościach empirycznych, z których jedną — dla przykładu — podano na ryc. 6. Dotyczy ona wytrzymałości na ściskanie skał (R_c) oraz ich twardości (T) — określanej za pomocą młotka Poldiego.

Skłonność skał do tąpnięć (W_{ET}). Ze względu na brak polowych metod oznaczania W_{ET} na rdzeniach wiertniczych, wskaźnik ten należy wyznaczać w laboratorium na próbkach kostkowych $5 \times 5 \times 5$ cm — wg metodyki opisanej w pracy (18).

Nośność i rozmakalność skał spągowych. W celu podania prognozy stateczności spagu przyszłych wyrobisk górniczych, należy na rdzeniu wiertniczym z 3-metrowego odcinka otworu — obejmującego bezpośredni spąg serii złożowej — przeprowadzić następujące oznaczenia:

1) przeprowadzić ściskanie w prasie polowej między przeciwbieżnymi **stożkami** stalowymi o zaokrąglonych ostrzach (ryc. 7) 10 kawałków rdzenia z pierwszego metra pod złożem oraz 10 — z dwóch pozostałych metrów. Ściskanie należy prowadzić w pionowej („stojącej”) pozycji rdzenia, stosunek zaś wysokości (H) do średnicy (d) wynosi 1,0. Na tej podstawie można określić wskaźnik wytrzymałości punktowej badanych skał (I_s) wg wzoru:

$$I_s = \frac{(p_{kr})_{sr}}{h^2}$$

gdzie:

$(p_{kr})_{sr}$ — średnia siła krytyczna pęknięcia rdzenia, kp,

h — wymiar pionowy próbki (między ostrzami), cm.

Jeśli średnica rdzenia znacznie różni się od 50 mm — uwzględnić poprawkę wartości I_s podaną w nomogramie (10);

2) określić dla serii spągowej wartość wskaźnika osłabienia strukturalnego (W_{os}) — analogicznie jak przy badaniu skał stropowych;

3) określić rozmakalność (r) 10 kawałków rdzenia ($h/d = 1$), następującym sposobem: zatopić w wodzie próbki zawieszone na podstawkach na okres 24 godzin, następnie ostrożnie wynurzyć je z wody i pozostawić na powietrzu przez 24 godz., wreszcie znowu zatopić w wodzie na kolejne 24 godz. (test 3-dobowy). Po okresie II zanurzenia określić stan każdej z próbek oraz wartość r wg następującej skali:

Rozmakalność	Stan próbki po teście 3-dobowym
1,0	próbka nie zmienia formy ani konsystencji
0,8	próbka pęka wzdłuż powierzchni uwarstwienia
0,6	próbka pęka wzdłuż powierzchni uwarstwienia oraz rzadko — w kierunkach prostopadłych do uwarstwienia
0,4	próbka pęka gęsto, w wielu kierunkach
0,2	próbka rozkłada się na rumosz ze szlamem
0,1	próbka rozkłada się całkowicie na szlam;

4) obliczyć nośność skał spągowych (p), wg wzoru:

$$p = C \cdot W_{os} \cdot I_s \cdot r_{sr}$$

gdzie:

C — stała empiryczna, której wartość wynosi:

24 — dla mocnych piaskowców, granitów,

bazaltów, wapieni i dolomitów,

15 — dla ilowców, margli, węgla, słabych piaskowców, łupków ilastych, gnejsów.

r_{sr} — średnia rozmakalność;

5) według podanej poprzednio klasyfikacji określić klasę nośności skał spągowych (I—III).

ZAKOŃCZENIE

Przedłożona kompleksowa metodyka określania na rdzeniach wiertniczych podstawowych parametrów geotechnicznych skał zwięzłych otaczających i tworzących przewidziane do eksploatacji złoża mineralne ma kilka istotnych zalet, a mianowicie:

— wszystkie wskaźniki (z wyjątkiem W_{ET}) mogą być wyznaczane szybkim sposobem polowym na nie obrobionym rdzeniu, co przyspiesza prace dokumentacyjne i eliminuje potrzebę obróbki próbek oraz zmiany własności badanych skał w trakcie składowania i transportu rdzenia,

— oznaczenia są wykonywane lekkim przenośnym sprzętem o prostej konstrukcji (prasa polowa z wymiennym kompletem końcówek klinowych i stożkowych, młotek Poldiego, lupa, przymiar długości, zlewki szklane, itp.) — o łącznym ciężarze ok. 30 kg,

— oznaczenia obejmują cechy nieciągłości i osłabienia masywu skalnego w stosunku do materiału próbek, ujęte wskaźnikiem osłabienia strukturalnego (W_{os}),

— oznaczenia prowadzą bezpośrednio do określania najistotniejszych cech górotworu z punktu widzenia technologii eksploatacji, mianowicie: klasy stateczności stropu, urabialności i tąpliwości skał złożowych oraz nośności i rozmakalności skał spągowych, które to elementy dotychczas nie były uwzględniane w dokumentacjach geologicznych.

Z tych względów wydaje się celowe wprowadzenie podanej metodyki do praktyki geologiczno-inżynierskiego dokumentowania złóż i zastąpienie przez nią dotychczasowych oznaczeń prowadzonych na próbkach foremnych. Należy dodać, że z punktu widzenia technologii górniczej ważne jest możliwie szczegółowe rozpoznanie serii strop — złoża — spąg, dlatego wskazane jest duże zagęszczenie obserwacji i oznaczeń na tym odcinku rdzenia, kosztem — ewentualnie — rozrzedzonych badań na odcinkach pozazłożowych. Stosowany dotychczas często sposób opróbowania pojedynczymi oznaczeniami, np. R_c co 5–10 m na całej kilkusetmetrowej długości otworu, jest bowiem całkowicie nieprzydatny z punktu widzenia projektowania eksploatacji złoża, a także zbyt mało szczegółowy z punktu widzenia drążenia szybów.

LITERATURA

1. Borecki M., Kidybiński A. — Nośność spągów pokładów węglowych. Prz. Gór. 1964 nr 3.
2. Borecki M., Kidybiński A. — Warunki geotechniczne eksploatacji węgla z dużych głębokości. Ibidem 1966 nr 5.
3. Kidybiński A. — Klasyfikacja stropów pokładów węglowych na podstawie oporów rozwarstwienia. Ibidem 1974 nr 3.
4. Kidybiński A. — Mechaniczne własności skał karbońskich Zagłębia Górnośląskiego. Ibidem 1969 nr 11.

SUMMARY

Requirements of modern mechanized underground mining in geological-engineering surveying of properties of rock massif forming deposit and its surrounding are precised. The engineering rock classifications and various methods of evaluation of rock massif in mining works are briefly discussed. Some proposals concerning methods of studies and classification of rocks on the basis of test drillings made from the surface are also given.

РЕЗЮМЕ

В статье определены требования современной, механизированной горной промышленности по отношению к геолого-инженерным службам в области разведки горных пород составляющих и окружающих месторождение. Приведены разные классификации пород, применяемые в горном деле и разные методы оценки горных пород из подземных горных выработок. Описана также, предлагаемая автором, методика исследования и классифицирования горных пород на основании бурения разведочных скважин из поверхности.

5. Kidybiński A. — Metoda prognostycznej oceny jakości stropów wyrobisk ścianowych. Pr. GIG Komunikat nr 459 Śląsk 1969.
6. Kidybiński A. — Nowe kierunki prac GIG nad wyznaczaniem skłonności węgla do tupań bezpośrednio w caliznie. IV Zimowa Szk. Mech. Górotworu AGH/BZPW Wisła 1977.
7. Kidybiński A. — Problematyka doboru właściwej obudowy wyrobisk korytarzowych w warunkach dużych ciśnień górotworu. Pr. Nauk. Inst. Geot. PWr. seria K. 1976 nr 19—6.
8. Kidybiński A. — Stan i perspektywy rozwoju górnictwa. II Kongr. Nauki Pol. Sekcja IV — Nauk o Ziemi i Górn. Ref. Podsekcji Górn. PAN 1973.
9. Kidybiński A. — Wpływ warstwy poślizgowej na nośność filarów eksploatacyjnych. Rudy Metale 1969 nr 12.
10. Kidybiński A., Drewniak R., Smółka J., Rosielski J. — Opracowanie cząstkowe dotyczące metod badań i oceny prognostycznej warunków geologiczno-inżynierskich kopalin stałych (w zakresie górnictwa węglowego). Cz. I: cechy materiału skalnego. Zespół Rzeczoznawców SITG Katowice 356/1976.
11. Kidybiński A., Gwiazda J. — Hydrauliczny penetrometr otworowy. Urz. Patent. PRL Patent nr 75818 1975.
12. Kidybiński A., Gwiazda J. — Sposób badania wytrzymałości skał w otworach wiertniczych i urządzenie do stosowania tego sposobu. Ibidem Patent nr 59800 1969.
13. Kidybiński A., Smółka J., Bałazy I. — Oznaczenie podstawowych własności mechanicznych skał zwięzłych. Pr. GIG Komunikat nr 608 1974.
14. Kidybiński A., Szczepańska J., Wojnar W. — Metody badań i oceny prognostycznej warunków geologiczno-inżynierskich kopalin stałych stosowane w górnictwie węglowym. Cz. II: cechy masywu skalnego. NOT Oddział Krak. ZUT 128/1977.
15. Runkiewicz L. — Instrukcja stosowania ulepszonego młotka Poldiego do nieniszczącej kontroli jakości betonu w konstrukcji. Inst. Techn. Bud. 1973 nr 147.
16. Sikora W., Kidybiński A. — Urabialność węgla polskich jako funkcja własności naturalnych. Prz. Gór. 1965 nr 2.
17. Sikora W., Kidybiński A., Kwiatek J. — Energetyczny wskaźnik urabialności węgla. Ibidem 1964 nr 12.
18. Szecówka Z., Domżał J., Ożana P. — Wskaźnik energetyczny skłonności naturalnej węgla do tupań. Pr. GIG Komunikat nr 594 1973.