

Ministerstwo Środowiska

---

# **METODYKA DOKUMENTOWANIA ZŁÓŻ KOPALIN STAŁYCH**

**Część III**

## **OPRÓBOWANIE ZŁÓŻ KOPALIN**



MINISTERSTWO  
ŚRODOWISKA



NARODOWY FUNDUSZ OCHRONY ŚRODOWISKA  
I GOSPODARKI WODNEJ

Kraków 2012

#### REDAKCJA

prof. dr hab. inż. Marek Nieć

#### OPRACOWANIE

dr hab. inż. Jacek Mucha, prof. AGH  
prof. dr hab. inż. Marek Nieć

#### PRZY WSPÓŁDZIALE

prof. dr. hab. inż. Jana Bromowicza, AGH, rozdz. 8.5  
dr inż. Moniki Wasilewskiej-Błaszczyk, AGH

#### RECENZENCI

prof. dr hab. Krzysztof Szamałek, UW  
prof. dr hab. Adam Piestrzyński, AGH  
mgr Michał Gientka, KZK

#### OPRACOWANIE EDYTORSKIE

Danuta Nikiel-Wroczyńska  
Beata Stankiewicz  
Barbara Sudół  
Monika Goebel

#### ADRES WYDAWNICTWA

31-261 Kraków, ul. J. Wybickiego 7, IGSMiE PAN  
tel. 12 632-33-00 w. 643, 647, fax 12 632-35-24  
www.min-pan.krakow.pl

*Wykonano w Instytucie Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN,  
na zlecenie Ministerstwa Środowiska,  
ze środków Narodowego Funduszu Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej*

© Copyright by Authors

© Copyright by Ministerstwo Środowiska

*Printed in Poland*

ISBN 978-83-62922-12-3

IGSMiE PAN – Wydawnictwo, Kraków 2012

Objętość ark. wyd. 11,41; ark. druk. 16,0 (× 8) + wklejki  
Druk i oprawa: Agencja Reklamowo-Wydawnicza „Ostoja” Maciej Hubert Krzemień,  
Cianowice 348, 32-043 Skała

## SPIS TREŚCI

---

Uwagi wstępne .....	5
1. Cele i rodzaje opróbowania .....	7
2. Opróbowanie bezpośrednio otworów rozpoznawczych .....	9
2.1. Sposoby pobierania próbek .....	9
2.1.1. Opróbowanie rdzeni wiertniczych .....	9
2.1.2. Opróbowanie zasypu .....	11
2.1.3. Opróbowanie zwierziny .....	12
2.2. Sposób opróbowania otworów wiertniczych w zależności od celu badań .....	14
2.2.1. Planowanie opróbowania otworów rozpoznawczych .....	14
2.2.2. Próbki do badań chemicznych .....	14
2.2.3. Próbki do badań kopalin okruszowych i ilastych .....	17
2.2.4. Próbki do badań mineralogiczno-petrograficznych .....	17
2.2.5. Próbki do badań stratygraficznych .....	18
2.2.6. Próbki do badań właściwości fizyczno-mechanicznych .....	18
2.2.7. Próbki do badań technologicznych .....	19
2.3. Przechowywanie próbek i dokumentacja opróbowania .....	19
3. Opróbowanie złoża na wychodniach i w wyrobiskach górniczych .....	23
3.1. Sposoby pobierania próbek .....	23
3.1.1. Rodzaje próbek .....	23
3.1.2. Próbki punktowe (odosobnione) .....	23
3.1.3. Próbki punktowe w układzie liniowym i sieciowym .....	24
3.1.4. Próbki bruzdowe .....	25
3.1.5. Próbki zdzierkowe .....	32
3.1.6. Próbki urobkowe .....	33
3.1.7. Próbki z otworów strzałowych .....	34
3.2. Opróbowanie złoża w wyrobiskach eksploatacyjnych .....	36
3.3. Warunki poprawnego opróbowania złóż w wyrobiskach górniczych .....	38
3.4. Wybór sposobu opróbowania wyrobisk górniczych .....	39
3.5. Dokumentacja opróbowania wyrobisk górniczych .....	40

4.	Projektowanie opróbowania złoża w wyrobiskach górniczych .....	43
4.1.	Zasady ogólne .....	43
4.2.	Geometria, orientacja i wielkość próbek bruzdowych .....	45
4.3.	Rozmieszczenie próbek .....	46
4.4.	Rozstaw próbek (interwał opróbowania) .....	48
5.	Przygotowanie próbek do analizy chemicznej .....	53
5.1.	Zasady ogólne .....	53
5.2.	Czynności związane z przygotowaniem próbki do analizy .....	59
5.2.1.	Zadania czynności związanych z przygotowaniem próbki do analizy .....	59
5.2.2.	Rozdrabnianie .....	59
5.2.3.	Przesiewanie materiału skalnego .....	61
5.2.4.	Mieszanie (homogenizacja) próbek .....	62
5.2.5.	Pomniejszanie próbek .....	63
5.3.	Schemat przygotowania próbki do analizy chemicznej .....	66
6.	Opróbowanie pośrednie złóż .....	75
6.1.	Metody wizualne .....	75
6.2.	Wykorzystanie modeli współzależności zawartości składników .....	78
6.3.	Metody geofizyczne .....	80
7.	Ocena poprawności i reprezentatywności opróbowania .....	89
7.1.	Ocena poprawności opróbowania .....	89
7.2.	Możliwe błędy opróbowania oraz zasady jego kontroli .....	90
7.3.	Reprezentatywność opróbowania .....	97
8.	Charakterystyka jakości i właściwości kopaliny .....	99
8.1.	Zakres badań jakości kopaliny .....	99
8.2.	Sposób przedstawiania danych o jakości kopaliny .....	102
8.3.	Ocena jakości kopaliny .....	107
8.4.	Ocena właściwości technologicznych kopaliny .....	112
8.5.	Ocena bloczności kopaliny skalnych (udziału objętościowego bloków) .....	115
8.6.	Zmienność parametrów złożowych .....	119
8.7.	Prezentacja kartograficzna wyników opróbowania .....	122
	Literatura .....	127

## UWAGI WSTĘPNE

---

Opróbowanie obok kartowania geologicznego jest podstawowym źródłem informacji o złożu oraz tworzącej je kopalinie i jej jakości. Przedstawione zostały sposoby pobierania próbek, opracowania wyników opróbowania oraz oceny jakości kopaliny, także przy wykorzystaniu metod pośrednich. Szeroko przedstawione zostały również sposoby opróbowania wyrobisk górniczych, w tym także realizowanego w czasie eksploatacji, gdyż ich wyniki wykorzystywane są w dokumentowaniu złóż i opracowywaniu dodatków do dokumentacji geologicznych kopalń czynnych. W opracowaniu wyników opróbowania stosowane są metody statystyczne i geostatystyczne. Ich podstawy przedstawione są w aneksie do części IV (Szacowanie zasobów złóż).

Przykłady praktyczne, ilustrujące omawiane zagadnienia przedstawiane są w ramkach. W tekście informacje uzupełniające i bardziej szczegółowe podane są mniejszą czcionką.

Całość opracowania metodyki dokumentowania złóż przedstawiona została w podziale na 4 części w osobnej edycji książkowej obejmujących:

Cz. I. Poszukiwanie, rozpoznawanie złóż oraz projektowanie i organizację prac geologicznych.

Cz. II. Kartowanie geologiczne złóż.

Cz. III. Opróbowanie złóż kopalin stałych.

Cz. IV. Szacowanie zasobów złóż kopalin stałych.

Część I zawiera aneksy:

A. Graniczne wartości parametrów definiujących złoża i jego granice dla poszczególnych kopalin.

B. Wskazówki metodyczne dokumentowania złóż kopalin stałych

Część IV zawiera aneks:

Podstawowe metody statystyki matematycznej i geostatystyki stosowane w dokumentowaniu złóż.

Skorowidz rzeczowy przedstawionych zagadnień znajduje się w części IV.





## CELE I RODZAJE OPRÓBOWANIA

---

Przez opróbowanie rozumie się czynności, których celem jest przede wszystkim ocena rodzaju i jakości kopaliny i na tej podstawie:

- określenie jej użyteczności oraz możliwych kierunków i sposobów jej wykorzystania,
- wyznaczenie granic złoża w tych przypadkach, gdy nie można jej wyznaczyć na podstawie bezpośredniej obserwacji; granicę złoża definiują wówczas brzeżne wartości cech (np. zawartość składnika użytecznego), przy których daną skałę można jeszcze uznać za kopalinę.

Opróbowanie może być:

- Bezpośrednie, przez co rozumie się pobranie ze złoża lub kopaliny urobionej (urobku) porcji materiału skalnego o określonej wielkości, która ma reprezentować mniej lub bardziej ściśle część złoża w otoczeniu miejsca jego opróbowania lub partię urobku, z której została pobrana. Pobrane porcje materiału skalnego są próbkami geologicznymi – złożowymi, które przeznaczone są do dalszych badań.
- Pośrednie, przez co rozumie się określenie interesujących cech skał bez pobrania odpowiedniej porcji materiału, ale na podstawie pomiarów ich właściwości i wnioskowanie na tej podstawie o tych cechach.

Na podstawie przeprowadzonego opróbowania geolog dokumentator:

- określa rodzaj i jakość kopaliny i dokonuje oceny jej użyteczności,
- charakteryzuje zróżnicowanie jej rodzaju i jakości w obrębie złoża i na tej podstawie wydziela (w razie konieczności) różne jej typy, których rozmieszczenie przedstawia na mapach i przekrojach.

Dane te są podstawą do:

- planowania odpowiednich zabiegów technologicznych, którym ma być poddana kopalina w procesie przeróbki (np. ważne jest to zwłaszcza w odniesieniu do rud metali, które z reguły są poddawane wzbogacaniu i obróbce hutniczej),

- projektowania eksploatacji selektywnej wyróżnianych odmian lub typów kopaliny, jeśli wymagają one odrębnego sposobu przeróbki lub gdy różny może być sposób ich użytkowania.

Opróbowaniu podlega również kopalina urobiona (urobek surowy) i dostarczana do zakładu przeróbczego (nadawa) oraz półprodukty i produkty końcowe procesów przeróbczych, czyli koncentrat i odpady. Opróbowanie to nie należy w zasadzie do zadań geologa, lecz do obowiązków działu przeróbczego kopalni. Powinien jednak zainteresować się jego wynikami, ponieważ będzie je wykorzystywał przy ocenie strat i zubożenia kopaliny w trakcie jej przemysłowego wykorzystania.

Próbki skalne pobiera się także do badań specjalnych, na przykład:

- stratygraficznych, np. składu ilościowego mikro- lub makroskamieniałości w celu identyfikacji pokładów,
- inżyniersko-geologicznych, właściwości fizyczno-mechanicznych.

Próbki złożowe można sklasyfikować na różne sposoby. Najczęściej jako kryterium ich podziału przyjmuje się:

- miejsce i rodzaj opróbowanego obiektu złożowego (próbki z rdzeni wiertniczych, próbki z wyrobisk górniczych odkrywkowych i podziemnych, próbki z urobku wydobywanego z wyrobisk górniczych, próbki z urobku gromadzonego na zwałach),
- przeznaczenie próbek (próbki do badań chemicznych, mineralogiczno-petrograficznych, stratygraficznych, fizyczno-mechanicznych, technologicznych).

W dokumentowaniu złóż wykorzystywane są wyniki opróbowania otworów rozpoznawczych oraz wyrobisk górniczych. Wyniki opróbowania wyrobisk górniczych są w szczególności wykorzystywane w przypadku dokumentowania geologicznego złóż eksploatowanych.



## 2

# OPRÓBOWANIE BEZPOŚREDNIE OTWORÓW ROZPOZNAWCZYCH

---

## 2.1. Sposoby pobierania próbek

W otworach wiertniczych opróbowaniu podlega materiał wydobyty z otworu: rdzeń, zasyp i zwierzina, a przy wierceniu udarowym uzyskiwany materiał okruczowy. Rzadziej pobiera się próbki za pomocą specjalnych próbników bocznych.

### 2.1.1. Opróbowanie rdzeni wiertniczych

Z rdzenia pobiera się próbki punktowe, odcinkowe, ciągłe sektorowe (w przekroju poprzecznym o formie wycinka kąta) oraz bruzdowe.

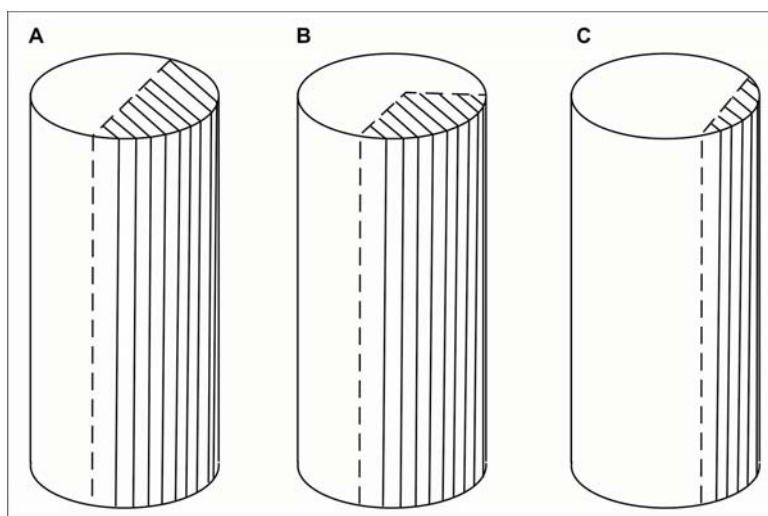
Próbki punktowe stanowią albo niewielkie, izometryczne w formie, odspojone fragmenty rdzenia, pobierane w zależności od celu badań w sposób wybiórczy z wyróżnianych typów skał lub w sposób systematyczny co pewien interwał odległościowy np. co 1 m. Najczęściej tego rodzaju próbki pobiera się do badań mineralogicznych i petrograficznych.

Próbki odcinkowe stanowią odcinki rdzenia o niewielkiej długości, zwykle około 10–20 cm, pobierane najczęściej do badań właściwości fizycznych.

Do badań chemicznych rdzeń opróbowuje się w sposób ciągły przez pobranie wycinka sektorowego rdzenia. W tym celu wycina się ćwiartkę lub połówkę rdzenia równoległe do osi (rys. 2.1). Zwykle wykonuje się to za pomocą piły mechanicznej. W przypadku braku piły mechanicznej rdzeń połówi się za pomocą klinów po uprzednim umieszczeniu go w trójkątnym korycie drewnianym wyłożonym blachą stalową bądź w specjalnym pojemniku.

Stosowane niekiedy odcinanie jedynie części rdzenia wzdłuż cięciwy jest postępowaniem niepoprawnym, gdyż na obwodzie rdzenia często ma miejsce selektywne wykruszanie bądź wymywanie słabiej związanych składników skały.

Wysoką reprezentatywność próbki uzyskuje się przy bruzdowym opróbowaniu rdzeni. Polega ono na wycięciu w rdzeniu rowka szerokości kilku milimetrów do głębokości od 1/4 do 1/2 średnicy rdzenia. Rowek wycina się za pomocą piły tarczowej, na którą nasuwa się



**Rys. 2.1.** Sposoby pobierania próbek ciągłych (sektorowych) z rdzeni wiertniczych:  
 A – połowienie rdzenia, B – kwartowanie rdzenia, C – próbka pobrana niepoprawnie (odcięta wzdłuż cięciwy)

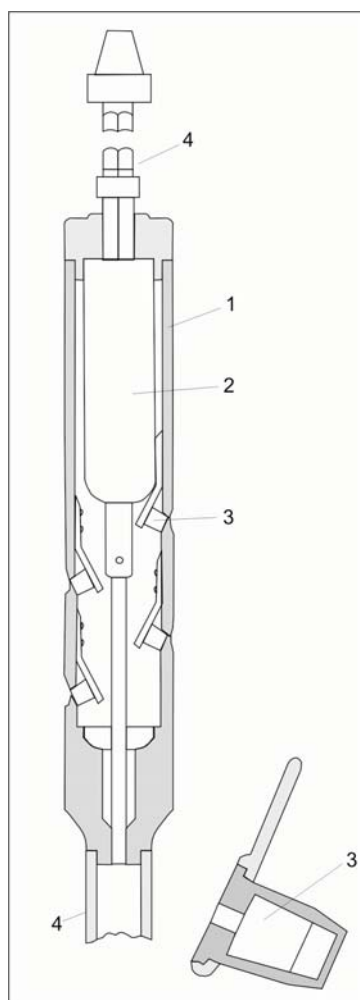
stopniowo rdzeń umieszczony na specjalnym stole. Woda chłodząca piłę spłukuje sfrezowany materiał do zbiornika umieszczonego niżej. Wykonuje się kilka bruzd równomiernie rozmieszczonych na obwodzie rdzenia. Jeśli rdzeń składa się z kilku kawałków, umieszcza się go w kasce w postaci wycinka rury, ściska śrubą i wycina bruzdę.

Opróbowanie bruzdowe rdzenia ma dwie zalety:

- 1) uzyskuje się bardzo drobnoziarnisty materiał, zbędne jest więc jego rozdrabnianie przed oddaniem do analizy chemicznej,
- 2) w całej próbce niewielki udział mają części zewnętrzne rdzenia, a więc zminimalizowany jest wpływ selektywnego wykruszania niektórych składników na ocenę składu chemicznego kopaliny.

Gdy rdzeń jest wydobywany z otworu w stanie rozkruszonym próbkę tworzy wówczas odpowiednia część okruchów wydzielana metodą kwartowania (przedstawioną w rozdz. 5.2) po ich uprzednim dokładnym wymieszaniu. Jeśli materiał skalny jest niejednorodny z punktu widzenia wielkości okruchów przed pobraniem próbki niezbędna jest jego homogenizacja przez odpowiednie rozdrobnienie okruchów. Jeśli zachodzi potrzeba zachowania przynajmniej ich części konieczne jest odrębne opróbowanie wydzielonych frakcji ziarnowych.

W przypadku małego uzysku rdzenia, lub gdy otwór jest wykonywany bezrdzeniowo, istnieje możliwość pobrania próbki bezpośrednio ze ściany otworu za pomocą próbników bocznych. Elementem pobierającym jest stalowy cylinder wciskany w boczną ścianę otworu pod działaniem zwalnianej sprężyny, ciśnieniem włączanej do próbnika płuczki lub w wyniku odpalenia materiału wybuchowego (rys. 2.2). Wyróżnia się w związku z tym próbki sprężynowe, hydrauliczne i strzałowe. Ich szczegółową konstrukcję omawiają podręczniki wiertnictwa. Próbki pobrane za pomocą tego rodzaju próbników są małe.



**Rys. 2.2.** Boczny próbnik sprężynowy dla kilku próbek

1 – osłona, 2 – ruchomy trzon, 3 – pojemniki na próbki umocowane na końcach płaskich sprężyn, 4 – żerdzie wiertnicze

W zależności od typu urządzenia ich średnica wynosi około 20–30 mm, a długość 50–150 mm, niekiedy dochodzi nawet do 300 mm. Można je więc traktować jako próbki punktowe. Niektóre próbniki umożliwiają jednoczesne pobranie kilku takich próbek w profilu (rys. 2.2), co odpowiada próbkom punktowym w układzie liniowym.

### 2.1.2. Opróbowanie zasypu

O reprezentatywności próbek pobieranych z rdzeni decyduje przede wszystkim uzysk rdzenia. Zmniejsza się ona w miarę zmniejszania uzysku, głównie z powodu selektywnego rozkruszania

i usuwania przez płuczkę przewierczanych utworów mniej zwięzłych, spękanych, kawernistych itp. Jeśli uzysk rdzenia jest mały (poniżej 90%), możliwe jest zdobycie dodatkowych informacji o jakości kopaliny przez opróbowanie zasypu, który jest pobierany równoległe z rdzeniem z rury zasypowej umieszczonej nad rdzeniówką. Teoretycznie powinien on pochodzić z tego samego odcinka co rdzeń. Tworzy go materiał okruczowy pochodzący z pierścienia zwiercanego przez koronkę wokół rdzenia oraz z odcinków, z których rdzeń nie został wydobyty. Masa uzyskanego zasypu ( $Q_z$ ) powinna wynosić:

$$Q_z = \frac{(D^2 - d^2)\pi l \gamma_0}{4} + \frac{\pi d^2}{4} a \gamma_0 \quad (2.1)$$

gdzie:  $D$  – średnica otworu,  
 $d$  – średnica rdzenia,  
 $l$  – długość marszu,  
 $a$  – długość odcinka, z którego nie uzyskano rdzenia,  
 $\gamma_0$  – gęstość przestrzenna przewierczanych skał.

W rzeczywistości masa ta jest inna niż teoretycznie obliczono. Może być większa, jeśli występuje osypywanie się ścian otworu lub mniejsza, jeśli przewiercane skały są słabo zwięzłe, drobno rozcierane i wynoszone wraz z płuczką na powierzchnię albo osadzone przez nią w szczelinach i kawernach skał otaczających otwór.

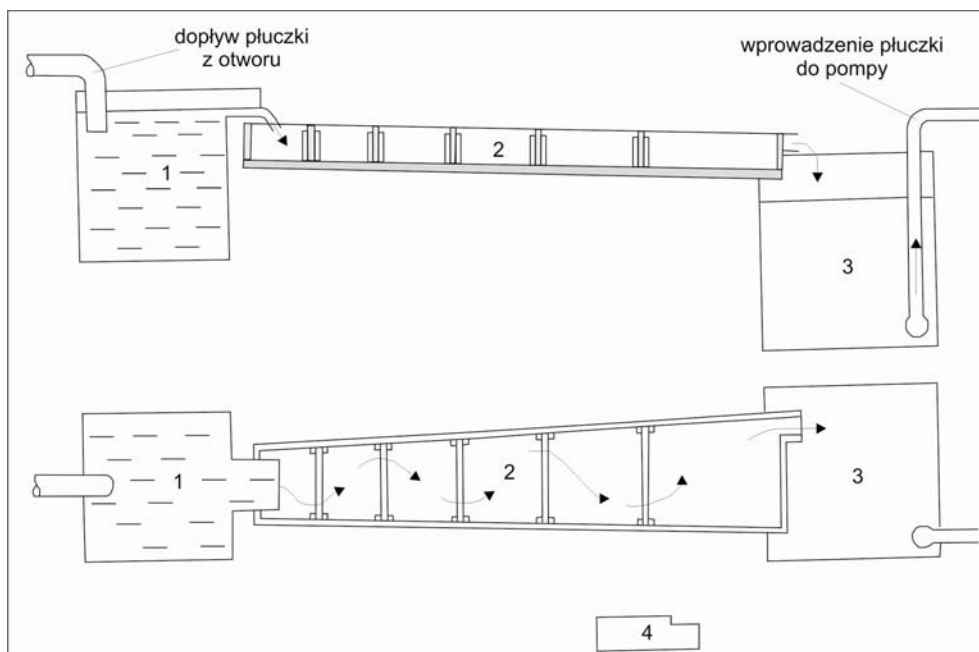
Jako próbkę pobiera się część wydobytego zasypu pomniejszając go metodą kwartowania (rozdz. 5.2).

### 2.1.3. Opróbowanie zwierciny

Opróbowanie zwierciny wypływającej z płuczką z otworu stosuje się rzadko. Różna prędkość wynoszenia okruczów i związana z tym ich segregacja w zależności od rozmiarów i gęstości właściwej oraz wymieszanie materiału pochodzącego z różnych głębokości sprawiają, że do oceny składu chemicznego i mineralnego kopaliny próbki takie z reguły się nie nadają. Można na ich podstawie uzyskać jedynie bardzo orientacyjne informacje. Są jednak cenne tam, gdzie zachodzi obawa, że kopalina ulega w czasie wiercenia całkowitemu rozkruszeniu lub rozmyciu i nie jest wydobywana w rdzeniu. Sytuację taką napotyka się niekiedy przy przewiercaniu pokładów węgla występujących wśród bardzo zwięzłych piaszczowców. Próbkę zwierciny pobiera się również wówczas, gdy otwory wykonuje się bezrdzeniowo, a chcemy uzyskać choćby orientacyjne dane o właściwościach chemicznych lub mineralogicznych badanych skał. Pobiera się je również do badań mikropaleontologicznych w celu ustalenia pozycji stratygraficznej przewierconych utworów. Obserwacje zwierciny są także wykorzystywane do interpretacji profilu otworu.

Próbki zwierciny pobiera się ze strumienia płuczki wynoszącej ją z otworu. Dokonuje się tego za pomocą sit wstawionych w strumień wypływającej płuczki bądź osadników (rys.

2.3). W kolejnych komorach takiego osadnika w związku ze zmniejszającą się prędkością przepływu osadza się materiał coraz drobniejszy. Najgrubszy gromadzi się często w zbiorniku w kształcie koryta, umieszczonym przed osadnikiem.



**Rys. 2.3.** Schemat pobierania próbek zwierciny (wg Krajewskiego)

1 – zbiornik osadnikowy, 2 – koryto, 3 – zbiornik płuczkowy, 4 – przegroda w korycie (widok z boku)

Po zakończeniu marszu, z którego ma być pobrana próbka, należy płukać dno otworu płuczka tak długo, aż nie będzie ona zawierała ziaren zwierciny. Wówczas wybiera się materiał próbki ze zbiornika osadnikowego i poszczególnych sekcji koryta. Całość tego materiału po wysuszeniu i dokładnym wymieszaniu poddaje się kwartowaniu, w wyniku którego uzyskuje się próbkę do badań.

Po każdym pobraniu próbki należy oczyścić zbiornik osadnikowy i koryto. Jest to ułatwione, jeśli przegrody w korycie są wyjmowalne.

Chcąc uzyskać informacje o zróżnicowaniu przewiercanych skał, należy wiercić krótkimi marszami. Reprezentatywność próbek zwiercin może budzić wątpliwości. Powodem są ucieczki płuczki w szczelinowatym i kawernistym górotworze, któremu towarzyszą też straty zwierciny oraz osypywanie się materiału z wyższych, nie osłoniętych rurami, części otworu. Stosunkowo najlepsze próbki zwierciny uzyskuje się przy wierceniu z lewym (odwrotnym) obiegiem płuczki, to znaczy, gdy jest ona wynoszona przez przewód wiertniczy. Zapobiega się w ten sposób jej stratom.

## 2.2. Sposób opróbowania otworów wiertniczych w zależności od celu badań

### 2.2.1. Planowanie opróbowania otworów rozpoznawczych

Przed pobraniem próbek rdzeń wydobyty z otworu powinien być oczyszczony z resztek znajdującej się na jego powierzchni płuczki (obmyty) i zabezpieczony przed wpływami atmosferycznymi. W przypadku soli – zwłaszcza potasowych łatwo rozpuszczalnych – oraz skał ilastych bentonitowych – wrażliwych na zmiany wilgotności – rdzeń powinien być owinięty folią plastikową. Próbki do badań wilgotności naturalnej kopaliny powinny być pobierane do pojemników hermetycznych natychmiast po wydobyciu rdzenia.

Niewielka ilość materiału rdzeniowego uzyskiwanego z otworów rozpoznawczych, zarazem konieczność jego wykorzystania do różnych badań, często niszczących powoduje, że próbki powinny być:

- pobierane w sposób oszczędny, pozwalający na zachowanie części rdzenia do ewentualnego wykonania obserwacji uzupełniających, sprawdzających, do dodatkowych badań lub do badań kontrolnych,
- wykorzystywane w miarę możliwości do różnych badań; na przykład próbki pobierane do badań właściwości fizyczno-mechanicznych po ich przeprowadzeniu mogą być wykorzystane do badań chemicznych czy technologicznych, albo próbki wycięte z rdzenia przeznaczone do badań chemicznych mogą być wcześniej wykorzystane do badań przynajmniej niektórych właściwości fizyczno-mechanicznych.

Wielkość próbki przeznaczonej do badań zależna od ich rodzaju jest określana przez odpowiednie normy lub laboratorium, w którym mają być realizowane. Wynosi ona od kilkudziesięciu gramów w przypadku badań chemicznych do nawet 15–20 kg (do 10 dm<sup>3</sup>) w przypadku pełnych badań właściwości ceramicznych kopaliny ilastej.

Zwykle pobrane próbki przeznaczone do badań chemicznych są znacznie większe niż wymagane przez laboratorium w związku z czym wymagają pomniejszenia w sposób reprezentatywny, przedstawiony w rozdziale 5.

### 2.2.2. Próbki do badań chemicznych

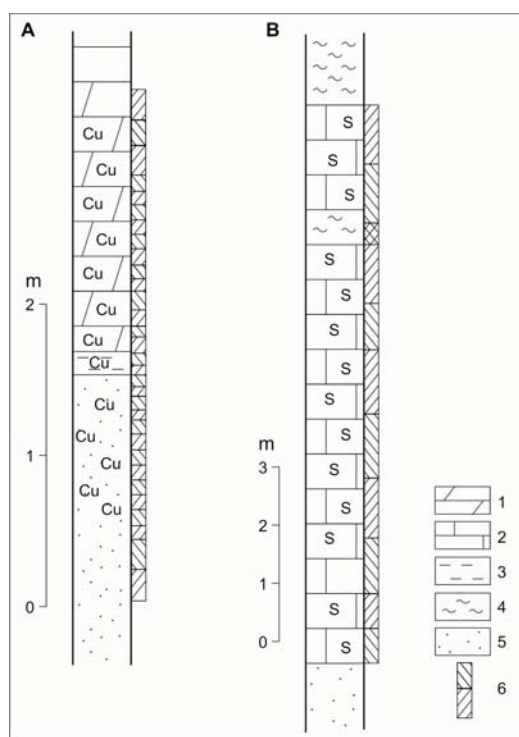
Podstawę do oceny jakości i ilości kopaliny w złożu stanowią wyniki analiz próbek przeznaczonych do badań chemicznych. Próbki takie pobiera się na wszystkich etapach badania złoża. W trakcie poszukiwań i rozpoznania złoża opróbowaniu podlega głównie materiał wydobywany z badawczych otworów wiertniczych: przede wszystkim rdzeń, w wyjątkowych przypadkach zasyp i niekiedy zwiercina.

Podstawowe znaczenie ma opróbowanie rdzeni wiertniczych. Wymagany jest co najmniej 90% uzysk rdzenia. Z rdzenia wydobytego ze złoża pobierane są próbki sektorowe lub bruzdowe w sposób ciągły, odcinkami o długości od kilkunastu centymetrów do 1–1,5 metra (rzadziej większej) z utworów litologicznie jednorodnych. Długość próbek zależy od obserwowanej makroskopowo zmienności utworów stanowiących kopalinę oraz dokładności,

z jaką ma być wyznaczone położenie stropu i spągu złoża w profilu. We wszystkich przypadkach bezwzględnie obowiązuje zasada pobierania osobno próbek z każdej warstwy dającej się wydzielić makroskopowo. Nie przestrzeganie tej zasady jest kardynalnym błędem.

W złożach o bardzo zróżnicowanym profilu, dużej zmienności zawartości składników użytecznych odcinki te są krótkie, na przykład w dolnośląskich złożach rud miedzi pobiera się próbki odcinkami o długości 20 cm. W złożach jednorodnych o zmienności umiarkowanej (np. siarki) pobiera się przeważnie próbki długości 1 m, rzadziej dłuższe (rys. 2.4).

W złożach jednorodnych kopalin o dużej miąższości (np. niektórych wapieni, dolo-



**Rys. 2.4.** Schemat opróbowania złoża rud Cu (A) i S (B)

1 – dolomity, 2 – wapienie, 3 – łupki, 4 – iły, 5 – piaskowce, 6 – próbki; Cu – mineralizacja miedziowa, S – osiarkowanie

mitów) pobiera się próbki długości nawet do kilku metrów. W przypadku eksploatacji odkrywkowej tych złóż długość próbki może odpowiadać wysokości projektowanych poziomów eksploatacyjnych. Próbki dłuższe pobiera się także w złożach niejednorodnych, gdy minerały użyteczne występują w dużych, odosobnionych skupieniach, w formie konkrecyjnej, gniazdowej lub żyłkowej (np. w złożach sztokwerkowych). Pobieranie próbek krótkich w takim przypadku nie dałoby jasnego obrazu budowy złoża ze względu na znaczne zróżnicowanie zawartości badanych składników w kolejnych małych próbkach.

Dysponując wynikami analiz próbek odcinkowych obliczamy zawartość badanego składnika w profilu złoża jako średnią ważoną:

$$p = \frac{\sum_{i=1}^n p_i l_i}{\sum_{i=1}^n l_i} \quad (2.2a)$$

gdzie:  $p_i$  – zawartość badanego składnika w próbkach odcinkowych,  
 $l_i$  – długość próbek.

Gdy gęstość przestrzenna kopaliny ( $\gamma_{oi}$ ) jest zróżnicowana w zależności od zawartości składników użytecznych (np. w złożach rud)

$$p = \frac{\sum_{i=1}^n p_i l_i \gamma_{oi}}{\sum_{i=1}^n l_i \gamma_{oi}} \quad (2.2b)$$

Do oceny jakości kopaliny stosowane jest niekiedy pobieranie próbek punktowych w stałych odcinkach w profilu złoża. Sposób ten nie jest jednak zalecany, gdyż naturalna zmienność jakości kopaliny powoduje, że wynik jej oceny jest obarczony dodatkowym błędem z tego tytułu.

W przypadku małego uzysku rdzenia źródłem informacji o jakości kopaliny są także pobierane próbki zwierciny i jakość kopaliny oceniana łącznie z wynikami popróbowania rdzenia. Dawniej, gdy technika wierceń nie zapewniała odpowiedniego uzysku rdzenia, sposób ten był często stosowany. Nie gwarantował on jednakże w pełni prawidłowej oceny jakości kopaliny w złożu.

Jeśli dysponujemy wynikami opróbowania rdzenia ( $p_r$ ) i zasypu ( $p_z$ ), zawartość składnika użytecznego w przewierconym odcinku złoża oblicza się jako średnią ważoną, przyjmując za wagę bądź objętości rdzenia ( $V_r$ ) i zasypu ( $V_z$ ), bądź ich masy (odpowiednio  $M_r$  i  $M_z$ ). Mogą to być wartości teoretyczne lub rzeczywiście stwierdzone. Pierwszy sposób jest prostszy, bowiem  $V_r$  i  $V_z$  można łatwo obliczyć znając średnicę otworu i rdzenia oraz jego uzysk. W tym przypadku:

$$\bar{p} = \frac{V_r p_r + V_z p_z}{V_r + V_z} \quad (2.3)$$

Metoda ta zawodzi, jeśli występują straty zasypu, a zwłaszcza jeśli dotyczą one tylko pewnych składników, łatwiej przechodzących do frakcji najdrobniejszych lub łatwo usuwanych z otworu. Zawodzi także, gdy następuje zubożenie w wyniku osypywania się otworu lub wzbogacenie tylko w pewne



składniki cięższe, zwłaszcza w minerały kruszcowe łatwiej od innych przedostające się do rury zasypowej. W przypadkach takich porównanie wyników analizy rdzeni i zasypu z rezultatami opróbowania wyrobisk górniczych prowadzonych w miejscu, w którym wykonano otwór, pozwala na określenie współczynników wagowych ( $a$ ,  $b$ ) dla przeliczenia zawartości badanego składnika w odcinku odpowiadającym marszowi, z którego uzyskano rdzeń ( $p_r$ ) i zasyp ( $p_z$ ). Zawartość ta wynosi:

$$p = ap_r + bp_z \quad (2.4)$$

Zastosowanie tej metody jest możliwe tylko wtedy, gdy dysponujemy wyrobiskami górniczymi choćby w części badanego złoża. Sposób ten stosowano dawniej w dokumentowaniu krakowsko-śląskich złóż rud Zn-Pb. Wartości współczynników  $a$  i  $b$  są zróżnicowane dla Zn i Pb oraz w zależności od przedziału ich zawartości, co wynika z różnicy szybkości opadania sfalerytu i galeny w strumieniu płuczki.

### 2.2.3. Próbkki do badań kopaliny okruchowych i ilastych

Opróbowanie kopaliny okruchowych wydobywanych z otworu w stanie luźnym powinno być realizowane w podobny sposób jak w przypadku rdzenia pokruszonego. Odrębnie powinny być pobierane próbki w sposób ciągły z każdego odcinka otworu, w którym obserwuje się zróżnicowanie uziarnienia, zailenia, barwy, składu petrograficznego. Podstawowym jest badanie składu ziarnowego. Jeśli do badań przeznaczona jest tylko część wydobytego z otworu materiału wydzielić ją należy metodą kwartowania opisaną w rozdziale 5.2. W przypadku pospółek, żwirów grubooczakowych, do badania składu ziarnowego powinno się w zasadzie pobierać całość materiału wydobytego z otworu.

Próbki kopaliny ilastych z wierceń rdzeniowych pobiera się w sposób podobny jak do badań chemicznych, a zatem jako sektorowe w sposób ciągły, odrębnie z każdej makroskopowo wyróżniającej się warstwy o miąższości ponad 0,2 m. W przypadku dużej miąższości warstw litologicznych jednorodnych pobiera się próbki odcinkami o długości 1–5 m. W przypadku kopaliny kaolinowych, gdy wyznaczenie granic złoża na podstawie obserwacji makroskopowych nie jest możliwe, pobiera się próbki o długości do 0,5 m, w szczególności w pobliżu przewidywanego stropu i spągu.

Z materiału uzyskanego z wierceń okrężnych (świdrem spiralnym lub łyżkowym) z każdego marszu pobiera się próbki o objętości co najmniej 2 dm<sup>3</sup>.

### 2.2.4. Próbkki do badań mineralogiczno-petrograficznych

Jeśli zadaniem badań mineralogiczno-petrograficznych jest uściślenie informacji o rodzaju kopaliny i dostarczenie jakościowych informacji o jej składzie mineralnym, strukturze i teksturze wówczas do takich badań najczęściej pobiera się z rdzeni wiertniczych próbki punktowe. Są to próbki odcinane równoległe do osi rdzenia.

Dane ilościowe o składzie mineralnym są niezbędne dla projektowania sposobów przeróbki, w szczególności wzbogacania kopaliny (jeśli zachodzi taka konieczność). Przed-

miotem badań jest skład mineralny, wielkość skupień poszczególnych minerałów, formy zrostów minerałów użytecznych i płonnych (i ich udziały procentowe), skład ziarnowy. Do takich badań konieczne jest pobieranie próbek w sposób systematyczny. Każda próbka wymaga odrębnego zbadania i wynik jest uśredniany. Taki sposób jest bardzo pracochłonny i nie dostarcza informacji o zachowaniu się poszczególnych składników kopaliny w czasie jej rozdrabniania–kruszenia (które jest dodatkową wstępną operacją przed wzbogacaniem). Z tego też względu zaleca się pobieranie do badań ilościowych mineralogiczno-petrograficznych próbek sektorowych ciągłych o masie co najmniej 0,5 kg. Poddaje się je kruszeniu do określonej wielkości ziarna, pomniejsza w myśl takich samych zasad jak próbki do badań chemicznych (rozdz. 5), wydziela takie frakcje, jakie są uzyskiwane w poszczególnych operacjach przeróbczych i bada w preparatach mikroskopowych. Wyniki tych badań pozwalają zorientować się w zachowaniu poszczególnych składników w trakcie kruszenia, w stopniu oswobodzenia minerałów użytecznych od płonnych, oraz pozwalają wydzielić różne typy kopaliny w zależności od ilościowego udziału różnych form zrostów w wydzielonych frakcjach.

#### 2.2.5. Próbki do badań stratygraficznych

Do badań charakterystycznej, przewodniej mikro- lub makrofauny pobiera się próbki punktowe odosobnione w miejscu, w którym występują odpowiednie okazy.

Do badań mikroskamieniałości mogą być pobierane z rdzenia bądź punktowe odosobnione bądź próbki punktowe w układzie liniowym, bądź odcinkowe w postaci ćwiartki rdzenia. Masa próbki powinna wynosić co najmniej 0,5 kg. Próbki większe pomniejsza się po uprzednim, częściowym ich skruszeniu zgodnie z zasadami podanymi w rozdziale [5]. Do badań wydziela się te okruchy, których wymiary są większe od minimalnych spodziewanych mikroskamieniałości, które następnie wydziela się z tych okruchów w wyniku odpowiednich zabiegów (szlamowanie, maceracja itp.).

Do badań mikroskamieniałości można też wykorzystać próbki zwierciny uzyskiwanej z wierceń mechanicznych obrotowych lub okruchowe z wierceń udarowych. Próbki pobiera się systematycznie z każdego marszu lub co pewien stały odcinek pogłębiania otworu.

#### 2.2.6. Próbki do badań właściwości fizyczno-mechanicznych

Próbki do tych badań powinny być pobierane w stanie nienaruszonym. Są to więc próbki monolityczne. Pobrana próbka powinna być na tyle duża, by można z niej było wyciąć kostki lub walce o odpowiednich wymiarach, jakie są wymagane do badań właściwości fizyczno-mechanicznych. Ich wymiary podają odpowiednie normy. Najwygodniejsze do takich badań są próbki w postaci odcinka rdzenia wiertniczego, często bowiem ich obróbka ogranicza się do obcięcia prostopadłe do osi, w celu uzyskania regularnej próbki walcowej odpowiedniej długości.

Ze względu na niewielką długość pobieranych odcinków rdzenia są to w istocie próbki „punktowe”. Przy ich pobieraniu istotne jest by były to próbki reprezentujące wyróżniony typ skał, których właściwości mają być określone, a zatem próbki traktowane jako „typowe”. Ze względu na naturalne zróżnicowane właściwości skał prawidłowa ocena takich właściwości może być dokonana na podstawie odpowiednio licznego zbioru zbadanych próbek. Powinno ich być przynajmniej 30 (pobranych w różnych otworach rozpoznawczych) z tego samego rodzaju skał.

### 2.2.7. Próbki do badań technologicznych

Badania technologiczne mają ustalić przydatność surowca do określonej produkcji. Stanowią one podstawę do badań nad jego wzbogacalnością i dalszą przeróbką na produkt przemysłowy, dostarczają więc niezbędnych danych do projektowania i budowy zakładów przeróbczych. Próbki do tych badań powinny reprezentować przeciętną, typową treść złoża zarówno pod względem składu mineralnego, chemicznego, jak i właściwości fizycznych.

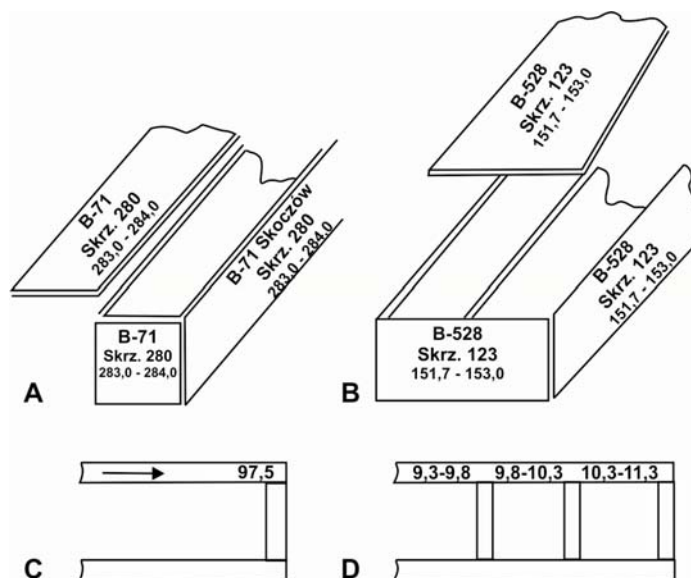
Badania technologiczne przeprowadza się poddając kopalinę obróbce w skali półtechnicznej. W związku z tym konieczne jest pobieranie znacznej jej ilości. Typowe dla tych celów są próbki urobku pobierane w wyrobiskach górniczych.

Do badań technologicznych pobiera się też próbki z rdzeni wiertniczych z otworów rozpoznawczych. Przez ich połączenie w jedną próbkę uzyskuje się zwykle dostateczną ilość materiału do badań. Należy przy tym pamiętać, aby z każdego otworu pobierać materiał w ilości proporcjonalnej do stwierdzonej w opróbowywanych odcinkach i aby reprezentował cały profil złoża.

W przypadku występowania w złożu różnych rodzajów lub gatunków kopaliny, lub gdy można wyróżnić kilka jej typów różniących się właściwościami technologicznymi, przeprowadza się oddzielnie ich opróbowanie i badania. Opróbowanie technologiczne z tego względu musi być poprzedzone szczegółowym profilowaniem geologicznym, opróbowaniem chemicznym i ilościowymi badaniami mineralogicznymi. O właściwościach technologicznych kopaliny można niekiedy wnioskować na podstawie badań mineralogiczno-petrograficznych (zob. rozdz. 8.4). Przedstawienie ich wyników na mapach i przekrojach pozwala na pokazanie rozmieszczenia wyróżnianych typów technologicznych kopaliny.

## 2.3. Przechowywanie próbek i dokumentacja opróbowania

Rdzenie wiertnicze lub ich fragmenty pozostałe po pobraniu z nich próbek przechowuje się w odpowiednich skrzynkach drewnianych (rys. 2.5). Identyfikację próbek zapewnia opis skrzynek na czołowych i bocznych ścianach oraz na wewnętrznej powierzchni wieka. Próbki powinny być przechowywane w sposób zabezpieczający je przed zmianami jakościowymi i zapewniający ich dalszą przydatność do badań. Przechowywać je należy w miejscu suchym, dobrze przewietrzanym, osłoniętym od wpływów atmosferycznych. Magazyn rdzeni



Rys. 2.5. Skrzynki wiertnicze

A – pojedyncza, B – podwójna, C – opis na górnej krawędzi skrzynki, D – skrzynka na próbki okruchowe – widok z góry

musi być nakryty szczelnym dachem, wewnątrz powinien być wyposażony w regał do przechowywania skrzynek z rdzeniami. Powinno się w nim też znajdować osobne pomieszczenie, w którym można by profilować rdzenie niezależnie od warunków atmosferycznych.

Przechowywanie rdzeni jest zagadnieniem bardzo ważnym. Wielokrotnie okazuje się bowiem, że do rdzeni wypadałoby wrócić po zakończeniu dokumentowania złoża w celu rozwiązania nowych zagadnień, na przykład wykonania obserwacji i badań kontrolnych lub uzupełniających. Także w trakcie eksploatacji złoża można napotkać na nowe, wcześniej niezauważone zjawiska, których bez ponownego obejrzenia rdzeni wiertniczych nie sposób odpowiednio wyjaśnić.

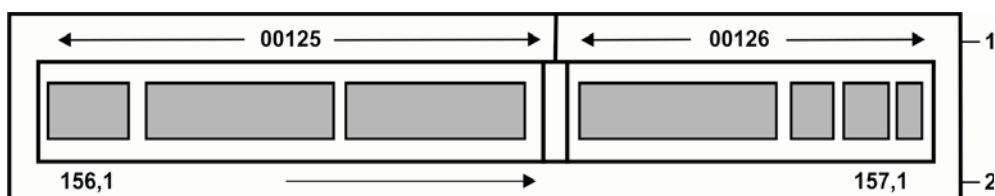
W przypadkach, gdy likwidacja rdzeni jest konieczna ze względu na brak miejsca w magazynie, powinna ona następować dopiero po wyeksploatowaniu części złoża, w której dany otwór był odwiercony. Należy jednak zawsze mieć na uwadze, że stanowią one wartościowy, materialny rezultat prac geologicznych i mogą być wykorzystane w przyszłości dla badań porównawczych.

Niewłaściwe magazynowanie rdzeni, wystawienie ich na działanie czynników atmosferycznych, prowadzi do zmian właściwości fizycznych i chemicznych pobranych próbek. Ulegają one rozpadowi, lasowaniu. Często są też objawy wietrzenia prowadzące do wyraźnych zmian jakościowych, z tego względu należy dążyć, aby próbki do badań były pobierane z rdzenia możliwie szybko, w krótkim czasie po odwierceniu otworu.

Pobranie próbek poprzedza ich typowanie. Polega ono na wyznaczeniu odcinków, z których mają być pobrane. Jeśli próbki mają być pobierane w sposób ciągły, zaznacza się je

2. Opróbowanie bezpośrednio otworów rozpoznawczych

za pomocą pionowych kresek umieszczonych na górnej krawędzi skrzynki na początku i końcu każdego odcinka, z którego ma być pobrana każda próbka. Dodatkowo umieszczamy strzałki wyznaczające końce opróbowanego odcinka i wpisujemy numer próbki (rys. 2.6).



Rys. 2.6. Opis pobranych próbek z rdzeni na skrzyniach wiertniczych  
1 – numery próbek i ich zasięg, 2 – opis głębokości

Takie oznakowanie znakomicie ułatwia pracę próbobiorcy, który musi przede wszystkim wydzielić próbkę z rdzenia przez jego przecięcie. Do każdej próbki dołącza się metryczkę z numerem otworu, głębokością, z jakiej ją pobrano i z jej numerem. Wskazane jest stosowanie kolejnej numeracji wszystkich pobieranych próbek, niezależnie od numeracji otworów. Poza tym sporządza się protokół opróbowania na specjalnym formularzu (tab. 2.1), którego jedna kopia zostaje przekazana wraz z próbkami do laboratorium. Na kopii, którą geolog pozostawia u siebie, powinien wpisać szacunkowe zawartości składnika użytecznego określone wizualnie. Ułatwia to bardzo kontrolę pracy laboratorium, pozwala wychwycić duże błędy w oznaczeniach, a także wszelkie pomyłki wynikające z pomieszania próbek, zmiany numerów itp. Notuje się także specjalne charakterystyczne cechy opróbo-

Tabela 2.1

Przykład protokołu opróbowania

Protokół opróbowania otworu nr.....

Data.....

Lp.	Nr próbki	Głębokość m		Rodzaj badań	Opis próbki (istotne cechy charakterystyczne* lub nietypowe)	Uwagi
		Od	Do			

\* np. oceniana makroskopowo zawartość składnika użytecznego, tekstura rudy, cechy litologiczne.

Próbki pobrał.....

Podpis.....

wywanych utworów: litologiczne, teksturalne, które mogą mieć istotne znaczenie dla interpretacji wyników badania próbek.

Próbki pobrane z rdzeni (wycięte) często kruszy się na miejscu, pomniejsza, pakuje w woreczki i przekazuje do laboratorium.

W podobny sposób postępuje się z próbkami zasypu i zwierciny. Typowanie jest tu znacznie ułatwione, gdyż zasadą jest pobieranie jednej próbki z każdego marszu.

W miejscach pobrania próbek punktowych w skrzynkach do przechowywania rdzeni powinna być włożona kartka z numerem próbki.



## OPRÓBOWANIE ZŁOŻA NA WYCHODNIACH I W WYROBISKACH GÓRNICZYCH

---

### 3.1. Sposoby pobierania próbek

#### 3.1.1. Rodzaje próbek

Zasady i sposoby opróbowania złoża na wychodniach i w wyrobiskach górniczych podziemnych (udostępniających, przygotowawczych) oraz odkrywkowych (ścian pięter eksploatacyjnych, rowów, wkopów i szurfów) są praktycznie takie same, w związku z czym ich charakterystykę przedstawiono łącznie.

Próbki pobierane w wyrobiskach górniczych w zależności od sposobu ich pobierania i formy dzieli się na:

- 1) punktowe – fragmenty skały pobierane z jednego lub kilku miejsc,
- 2) bruzdowe – materiał pobierany z wyciętego w złożu rowka,
- 3) zdzierkowe – które stanowi cienka warstwa materiału zebranego z całego przodka,
- 4) urobkowe – obejmujące systematycznie pomniejszoną całość urobku z pewnej części wyrobisk,
- 5) z odwiertów – które stanowi pył lub szlam z otworów strzałowych.

W pewnych przypadkach mogą też być stosowane sposoby pośrednie, np. pobranie blisko siebie szeregu próbek punktowych wzdłuż jednej linii stanowi przejście do próbek bruzdowych.

Pobrana próbka może składać się z różnej ilości materiału pochodzącego z kilku miejsc, np. przez zebranie w jedną porcję fragmentów skały pobranych w kilku punktach. Przez próbkę należy rozumieć zatem całość zebranego, połączonego materiału w celu wykonania na nim odpowiednich badań laboratoryjnych.

#### 3.1.2. Próbki punktowe (odosobnione)

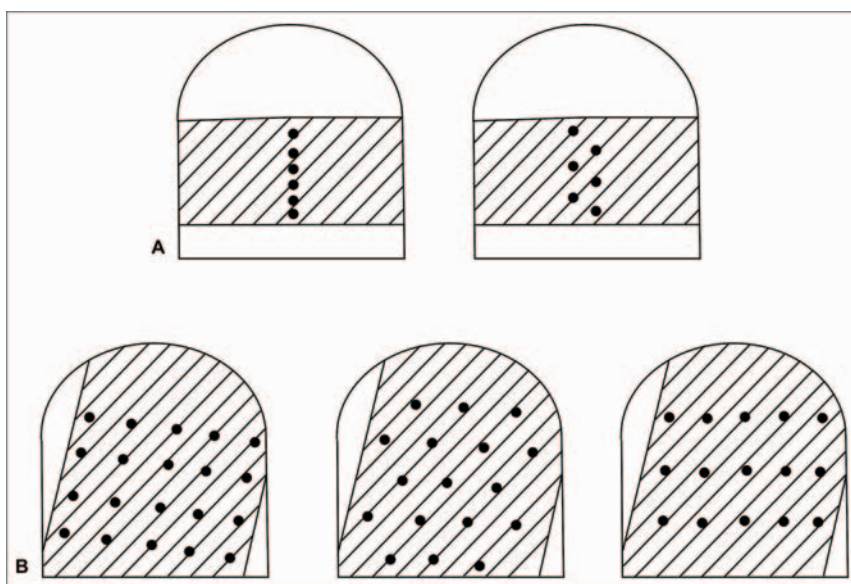
Stanowią je fragmenty skalne (porcje o niewielkiej masie) pobrane bądź ze ściany, bądź z urobku, w jednym lub kilku miejscach w sposób niesystematyczny. Nie dostarczają z re-

guły poprawnej informacji o kopalinie, łatwo bowiem tu o tendencyjne pobranie fragmentu cechującego się bądź najlepszymi, bądź najgorszymi właściwościami (np. w przypadku rud najintensywniej zmineralizowanych).

Chcąc uniknąć tendencyjności, próbki punktowe powinny się pobierać według pewnego schematu, np. wzdłuż linii lub w układzie sieciowym (rys. 3.1). W obu przypadkach próbka składa się z wielu fragmentów skalnych zwanych próbkami częściowymi lub porcjami, pochodzącymi z różnych punktów, których położenie zostaje wcześniej określone.

### 3.1.3. Próbki punktowe w układzie liniowym i sieciowym

Na próbkę punktową pobraną w układzie liniowym składa się szereg fragmentów skały odspojonych z ociosu wzdłuż jednej lub kilku linii, a w układzie sieciowym ułożonych w węzłach regularnej sieci punktów (rys. 3.1). Ważne jest przestrzeganie zasady, aby odstępy między miejscami, w których pobiera się poszczególne próbki punktowe były jednakowe w granicach odsłoniętego fragmentu złoża, a ich masa możliwie taka sama.



Rys. 3.1. Próbki punktowe w układzie liniowym (A) i sieciowym (B)

W złożach wyraźnie uwarstwionych wielkość lub liczba porcji pobieranych z poszczególnych warstw powinna być proporcjonalna do ich miąższości. Nieprzestrzeganie tego zalecenia łatwo może spowodować błędną ocenę cech kopaliny, zwłaszcza jeśli jej właściwości w poszczególnych warstwach będą zróżnicowane.

Utrzymanie jednakowej masy poszczególnych fragmentów skały, składających się na pobieraną próbkę, jest zwykle trudne do zrealizowania. Ich obróbka może powodować systematyczny błąd oceny jakości kopaliny w wyniku łatwego wykruszania się partii bogato



zmineralizowanych. Trudności tych można uniknąć pobierając próbki z krótkich, kilkunastocentymetrowych otworów wierconych prostopadle do ociosu, z których próbkę uzyskuje się w postaci rdzenia. Sposób ten jest też stosowany do opróbowania złóż w skałach zwięzłych na wychodniach (rys. 3.2).

Pobieranie próbek punktowych jest tanie i szybkie. Metoda ta nadaje się do opróbowania utworów silnie spękanych, pozwalających na pobieranie niedużych, jednakowych kawałków. Mała pracochłonność jest ważną zaletą takiego opróbowania.

Czas niezbędny na pobranie próbki ogólnej powstałej z połączenia wszystkich próbek punktowych zależy od zwięzłości skały i zmienności kopaliny. Przy większej zmienności kopaliny liczba próbek punktowych powinna być większa. Poszczególne fragmenty skalne powinny mieć masę co najmniej 200 g. W zasadzie powinno się pobierać raczej wiele próbek punktowych o małej masie niż niewiele dużych. Postulat ten wynika z zasad statystyki, w myśl których oszacowanie średniej zawartości jest tym lepsze, im liczniejsze są obserwacje, na podstawie których dokonuje się oceny.

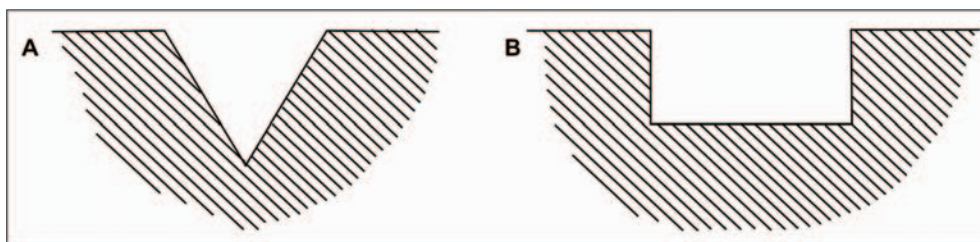
Orientacyjnie dla próbek punktowych w układzie sieciowym można przyjąć (wg Krejtera i Krukowieckiego 1961), iż w przypadku mineralizacji równomiernej należy pobierać 12–16 próbek punktowych o masie 0,25 kg. Czas pobrania próbki ogólnej wynosi od 0,2 godz. w skałach słabo zwięzłych (iły, gliny) do 1,6 godz. w skałach bardzo zwięzłych (magmowych, metamorficznych), natomiast w przypadku mineralizacji skrajnie nierównomiernej należy pobierać 35–50 próbek punktowych o masie 1,0 kg, a czas pobrania próbki ogólnej wynosi od 0,3 godz. w skałach słabo zwięzłych do 2,7 godz. w skałach bardzo zwięzłych. Czas pobrania próbki ogólnej ze skał zawierających mineralizację nierównomierną szacuje się na 0,2–2,0 godz. przy liczbie próbek punktowych od 20 do 25 i masie 0,5 kg.

#### 3.1.4. Próbki bruzdowe

Pobieranie próbek bruzdowych uważa się, nie zawsze słusznie, za najdokładniejszą metodę opróbowania złoża. Zasadą jest tu wycięcie równego, nieprzerwanego słupka w złożu równoległe do kierunku największej jego zmienności. Próbka taka reprezentuje więc wszystkie elementy złoża w stosunku, w jakim rzeczywiście one występują w danym miejscu.

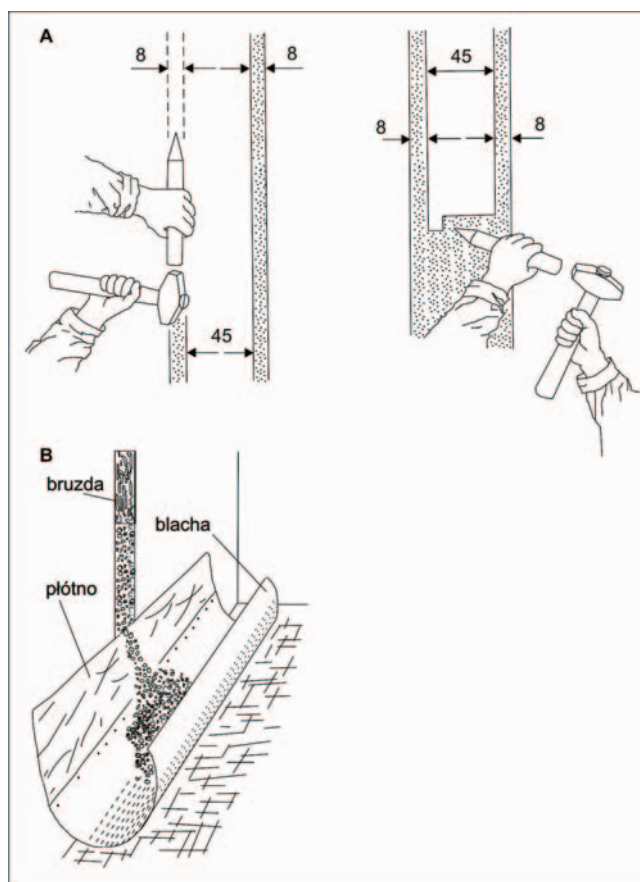
Przekrój poprzeczny bruzdy może być prostokątny lub trójkątny (rys. 3.3). Za bardziej poprawne uważa się bruzdy prostokątne.

**Trójkątne** są łatwiejsze i szybsze w wykonaniu, a zatem tańsze. Jednak utrzymanie prawidłowych ich wymiarów jest zwykle trudne, zwłaszcza w skałach spękanych lub o różnej twardości. Wykonuje się je na ogół w skałach miękkich i słabo zwięzłych. Powstają podczas żłobienia rowka kilofem lub młotkiem kilofkowo zakończonym. Dla uzyskania większej ilości materiału żłobi się je niekiedy zygzakiem, a odspojony materiał zbiera na szufelkę. Sposób ten jest stosowany w górnoląskich złożach mało zwięzłych rud cynkowo-olowiowych. Próbkę taką pobiera się tam w pasie o szerokości około 20 cm. Również w skałach bardzo twardych wykonuje się niekiedy bruzdy trójkątne za pomocą młotków mechanicznych.



Rys. 3.3. Przekroje poprzeczne bruzd: trójkątny (A) i prostokątny (B)

**Bruzdy prostokątne** w skałach miękkich wycina się krzeską, a w skałach twardych za pomocą stalowego szpica (żelazka) lub dłuta i młotka o masie 1,5–2 kg. W miejscu gdzie ma być wykonana bruzda rysuje się kredą jej przebieg. Wzdłuż tych linii wykuwa się rowki o kilkumilimetrowej szerokości, a następnie wybija zawarty między nimi materiał (rys. 3.4 A), który zbiera się na rozścieloną pod ociosem płachtę brezentową o wymiarach 1,5 × 2 m, do której przymocowana jest rynna z blachy (rys. 3.4. B).



Rys. 3.4. Sposób wykonywania bruzdy (A) i zbieranie materiału próbki (B)

Rozmiary poprzeczne bruzd uzależnione są od rodzaju i zmienności kopaliny. W złożach rud szerokość bruzdy mieści się w przedziale od 3 cm w skałach twardych o mineralizacji równomiernej do 15 cm w skałach miękkich lub o mineralizacji bardzo nierównomiernej przy głębokościach bruzdy odpowiednio od 1 do 10 cm. W złożach węgla stosowane są w różnych krajach szerokości bruzd od 6 do 40 cm natomiast głębokości od 3 do 20 cm. W złożach polskich powinny mieć szerokość 15 cm i głębokość 5–10 cm i zapewniać uzyskanie próbki o masie co najmniej 10 kg (zgodnie z wymaganiami normy: PN-G 04501:1998 Węgiel kamienny i antracyt. Pobieranie próbek pokładowych bruzdowych).

Przed wycięciem bruzdy ściany chodnika powinny być wyrównane, żeby materiał tworzący próbkę był pobierany proporcjonalnie do miąższości poszczególnych elementów złoża. Jeśli jest to niemożliwe, należy pobrać próbki odcinkami i badać oddzielnie. W wyrobiskach nieczynnych przez dłuższy czas przed pobraniem próbki ocios powinien być oczyszczony i usunięta warstwa skał zwietrzałych (tab. 3.1).

Tabela 3.1

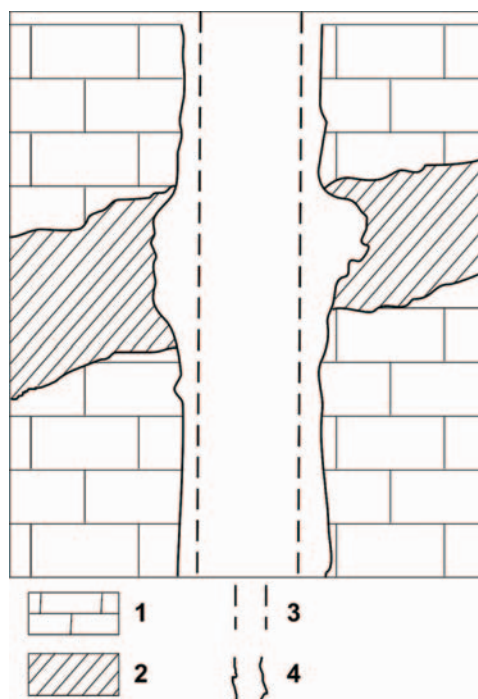
Grubość warstwy zwietrzałego węgla wymagającego usunięcia przed pobraniem próbki (wg PN-G 04501:1998)

Typ węgla	Czas odsłonięcia i oddziaływania czynników atmosferycznych	Orientacyjna grubość warstwy zwietrzałej [m]
31,32	ponad 3 miesiące	0,5
33,34	do 10 lat	1,5
	ponad 10 lat	3,0
35-37	ponad 3 miesiące	2,0
38-42	ponad 3 miesiące	0,5

Najważniejszym zagadnieniem przy wycinaniu bruzdy jest utrzymanie jej stałej szerokości na całej długości. Jest to podstawowy warunek reprezentatywności próbek bruzdowych, zapewnia się bowiem w ten sposób wprowadzenie do próbki materiału z przecinanych warstw w proporcji, w jakiej występują w złożu. Nie zawsze jest to jednak możliwe, np. w górnośląskich złożach rud Zn-Pb prawidłowe wycięcie bruzdy uniemożliwia często wykruszanie się galeny o znacznie mniejszej twardości niż goszczący ją dolomit kruszczośny (rys. 3.5).

Wycięcie prawidłowe bruzdy jest czynnością bardzo pracochłonną. Najbardziej pracochłonne jest wycięcie rowków ją ograniczających. W skałach twardych zajmuje to aż 45–52% czasu. Udział pozostałych czynności wynosi: przygotowanie powierzchni ociosu i wyznaczenie bruzdy 16–19%, wybicie próbki 11–14%, zebranie wybitego materiału i dokumentacja 18–20% czasu.

Wydajność dwuosobowej grupy pobierającej próbkę bruzdową o wymiarach poprzecznych 10 × 5 cm wynosi w ciągu 6h pracy 20 m przy opróbowaniu skał sypkich lub słabo

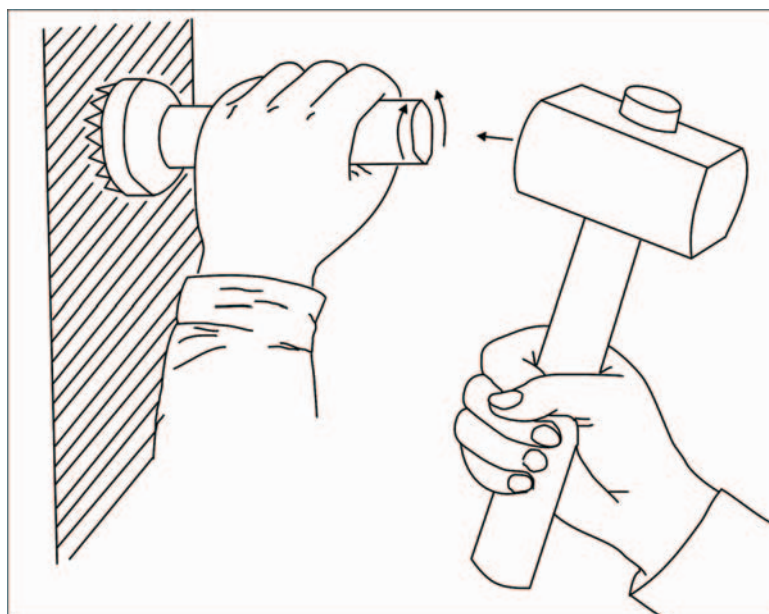


**Rys. 3.5.** Przykład deformacji założonego kształtu bruzdy wskutek selektywnego wykruszania minerałów o małej wytrzymałości (np. galeny w złożach rud Zn – Pb)  
 1 – wapienie, 2 – żyła kruszcowa (galena), 3 – założony kształt bruzdy, 4 – kształt rzeczywisty

związłych (rudy ochrowe, ily kaolinowe) do 1 m przy opróbowaniu skał bardzo związłych (kwarcyty, rogowce) (Krejter 1961). Próbkę o przekroju trójkątnym żłobione kilofem lub młotkiem mechanicznym pobiera się szybciej.

Na ogół dąży się do miniaturyzacji próbek, przede wszystkim przez zmniejszenie głębokości bruzdy. Taką zminiaturyzowaną odmianą próbek bruzdowych jest tzw. próbka błonkowa, pobierana specjalnym dłutem wielozębnym (dłuto Zenkowa, rys. 3.6). Dłuto takie przykłada się do ociosu i uderza w nie młotkiem. Po każdym uderzeniu przekręca się dłuto o pewien kąt i przesuwają w dół. Pobiera się w ten sposób próbkę z pasa szerokości co najmniej 5 cm, tyle bowiem wynosi średnica dłuta, i głębokości 2–3 mm, odpowiadającej zagłębieniu zębów dłuta w skałę. Masa próbki pobranej z jednego metra wynosi od 0,1 do 1 kg w zależności od szerokości. Jeśli istnieje obawa selektywnego wykruszania poszczególnych składników skały, dławowanie przeprowadza się dwukrotnie, a materiał uzyskany po pierwszym dławowaniu odrzuca, gdyż zawiera nadmiar składników łatwo wykruszających się. Dopiero po drugim uzyskujemy dobrą próbkę, reprezentatywną dla badanej skały. Próby zastosowania jej w polskich złożach rud cynku i ołowiu dały pozytywne rezultaty (Mucha 1977).

Pracochłonność wykonania bruzd, zwłaszcza jeżeli wycięcie nastęrcza trudności, np. w skałach bardzo twardych lub silnie spękanych powoduje, że zastępuje się próbki bruzdowe próbkami punktowymi, pobieranymi w linii blisko siebie (rys. 3.1).



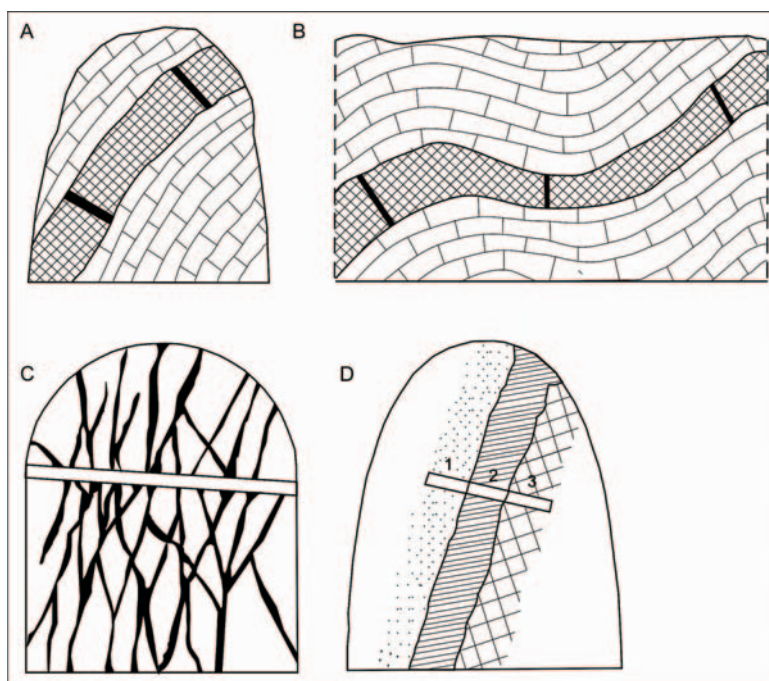
Rys. 3.6. Pobieranie próbki błonkowej dłutem wielozębnym Zenkowa

Próbki bruzdowe pobiera się w przodkach i na ociosach wyrobisk przecinających złożę. Jeśli jest ono na tyle grube, że nie odsłania się całkowicie w wyrobisku, konieczne jest wykonanie wdzierki w strop lub spąg aż do całkowitego jego odsłonięcia. Niekiedy może być konieczne wykonanie szybiku lub nadsiewłomu. W złożach bardzo grubych korzysta się z otworów, z których rdzeń traktuje się jako uzupełnienie próbki bruzdowej branej w wyrobisku. Średnica takiego otworu powinna być tak dobrana, aby wymiary poprzeczne rdzenia odpowiadały wymiarom poprzecznym bruzdy.

W złożach pokładowych i żyłowych bruzdę wycina się wzdłuż linii wyznaczającej miąższość, w tym bowiem kierunku występuje zwykle największa zmienność (rys. 3.7a,b). W złożach masywowych bez widocznego uprzywilejowanego kierunku zmienności bruzdy często wycina się poziomo, równoległe do spągu wyrobiska, odcinkami o długości 1–2 m. W złożach sztokwerkowych wycina się bruzdę prostopadle do dominującego kierunku żyłek (rys. 3.7c), natomiast w złożach bardzo niejednorodnych wykonuje się niekiedy bruzdy krzyżujące się pod kątem prostym. Całość materiału uzyskanego z tych bruzd łączymy w jedną próbkę.

W złożach o wyraźnie niejednorodnym profilu pobiera się **próbki odcinkowe** (rys. 3.7d) w celu lepszego poznania zróżnicowania kopaliny w poszczególnych jego częściach, koniecznego dla interpretacji jego budowy, lub gdy przewiduje się eksploatację selektywną (oddzielną) poszczególnych jego części. Pobiera się je także, gdy na podstawie wyników opróbowania mamy wyznaczyć granice złoża w pionie. W tym przypadku próbki odcinkowe mają długość 0,2–0,5 m w zależności od wymaganej dokładności wyznaczenia położenia stropu i spągu złoża. Obowiązuje tu też zasada, że z każdej dającej się makroskopowo



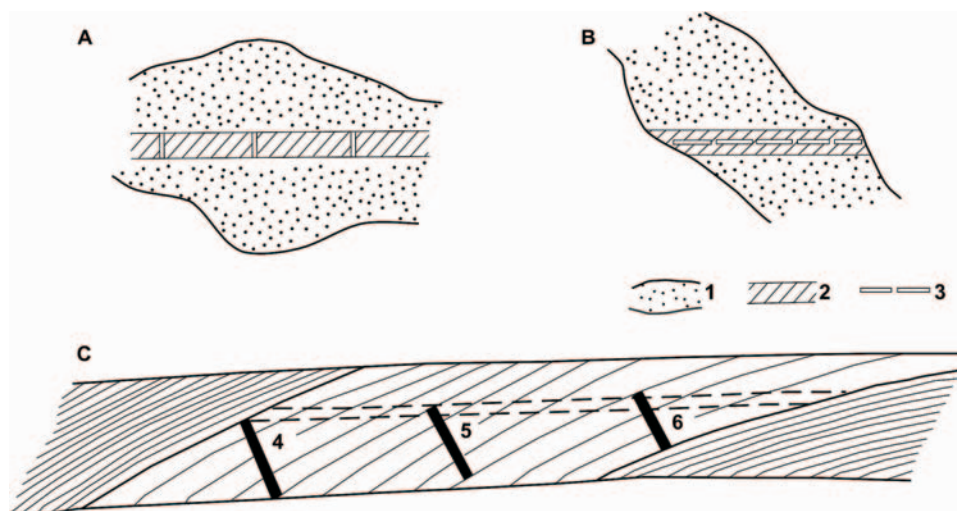


**Rys. 3.7.** Pobieranie próbek bruzdowych w wyrobiskach gómiczych  
 A, B – w złożu pokładowym lub żyłowym, C – w złożu sztokwerkowym, D – w złożu żyłowym  
 o niejednorodnej budowie, 1, 2, 3 – próbki odcinkowe

wyróżnić warstwy pobiera się oddzielne próbki. W złożach bardzo grubych i masywowych eksploatowanych systemami komorowymi długość ich może dochodzić do 1–2 m.

W złożach o bardzo dużej miąższości, zwłaszcza eksploatowanych warstwami, przeciętych przez wyrobiska w całości, zazwyczaj pobiera się próbki w chodnikach wykonanych w poprzek rozciągłości złoża. Wycina się albo bruzdy pionowe na całą wysokość chodnika na poszczególnych poziomach (rys. 3.8a), albo poziome, odcinkami o tej samej długości i na stałej wysokości (rys. 3.8b). W przypadku zmiennego nachylenia złoża powinny być pobierane próbki bruzdowe odcinkowe, orientowane prostopadle do stropu i spągu złoża w taki sposób, że są one przesunięte względem siebie, tak aby złożo zostało opróbowane w sposób ciągły na całej miąższości. Odcinki bruzd są zatem rozmieszczane z uwzględnieniem zmian nachylenia złoża, tak że następny odcinek bruzdy rozpoczyna się w spągu warstwy opróbowanej przez odcinek poprzedni (rys. 3.8c). Nieprzestrzeganie tej zasady powoduje pominięcie niektórych warstw lub podwójne ich opróbowanie.

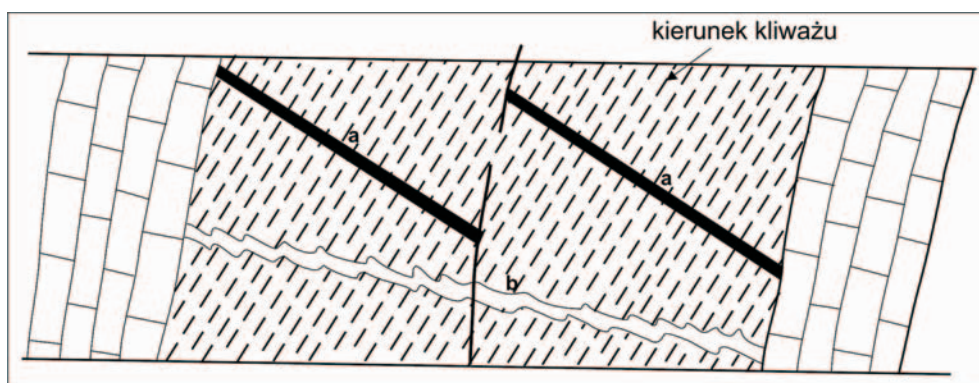
W utworach silnie spękanych bruzdy orientuje się możliwie prostopadle do płaszczyzn spękań, bowiem przy kącie ostrym istnieje skłonność do wypadania klinów skały ograniczonych spękaniem, które psują prawidłowy skład próbki. W takich przypadkach może też zachodzić konieczność zrezygnowania z zasady usytuowania bruzdy prostopadle do stropu i spągu złoża (rys. 3.9).



**Rys. 3.8.** Opróbowanie złoża o dużej miąższości

A, B – złoża wybierane warstwami: złoża poziome (A), złoża nachylone (B), 1 – złoże, 2 – warstwa eksploatacyjna, 3 – próbki

C – pobieranie próbek odcinkami w grubym złożu o zmiennym upadzie: (4, 5, 6 – próbki odcinkowe; poziome wycięcie bruzdy dałoby przewagę materiału ze spągu złoża z powodu zmiany jego nachylenia)



**Rys. 3.9.** Wycinanie bruzdy w zależności od układu kliważu  
a – prawidłowe (prostopadle do kliważu), b – nieprawidłowe

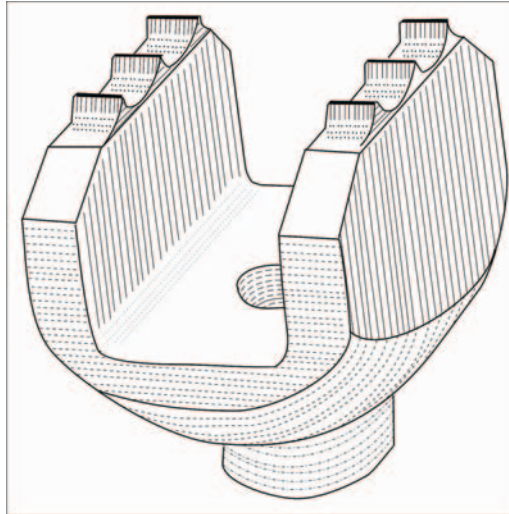
Podejmowane są liczne próby zmechanizowania procesu pobierania próbek bruzdowych. Nie zostały one jednak dotychczas uwieńczone w pełni pozytywnym rezultatem. Stosuje się do tego celu dwa typy urządzeń mechanicznych:

- 1) udarowe, skonstruowane na bazie młotka mechanicznego,
- 2) tnące, zaopatrzone w wirujące tarcze.

W urządzeniach działających udarowo elementem wybijającym bruzdę są specjalne koronki wielozębne (zęby są wykonane z twardych stopów) połączone z młotkiem pneumatycznym.

Są one dwojakiego rodzaju:

- 1) urabiające całą powierzchnię bruzdy,
- 2) wycinające boczne krawędzie bruzdy, pomiędzy którymi pozostawiony materiał wybija się ręcznie (rys. 3.10).



Rys. 3.10. Koronka wielozębna udarowa (wg Albowa 1975)

Ze względu na stosunkowo duży ciężar tych urządzeń utrzymanie prostoliniowości bruzdy jest niemożliwe. Umieszcza się je wobec tego na kolumnach mocowanych w postaci rozpór między stropem a spągiem wyrobiska. Młotek przesuwany jest wzdłuż nich za pomocą specjalnego urządzenia korbowego. Komplikuje to znacznie pobieranie próbek, a w wyrobiskach znajdujących się w ruchu praktycznie uniemożliwia. Wadą tej metody jest także znaczny rozrzut wybijanego materiału, a co za tym idzie — kłopotliwe jego zbieranie. Z tych powodów urządzenia udarowe nie znalazły dotychczas szerszego zastosowania, mimo że zwiększają cztero-, pięciokrotnie szybkość pobierania próbek.

W urządzeniach tnących element roboczy stanowią piły tarczowe z obrzeżem pokrytym proszkiem diamentowym, umocowane na wspólnej osi. Mogą one być napędzane sprężonym powietrzem, podobnie jak w urządzeniach szlifierskich. Rozstęp tarcz odpowiada wymiarom poprzecznym bruzdy. Wycinają one rowki ograniczające ją, natomiast materiał z bruzdy wybija się ręcznie. W czasie pracy tarcze muszą być chłodzone wodą. Urządzenia te również wymagają montowania na rozporach, gdyż piły muszą pracować w wycięciach absolutnie prostoliniowych.

### 3.1.5. Próbki zdzierkowe

Opróbowanie zdzierkowe polega na zebraniu materiału z całej powierzchni złoża odsłoniętego na ociosie na głębokość kilku centymetrów. Nieodzownym warunkiem ich reprezentatywności jest wcześniejsze wyrównanie ociosu i zdzieranie materiału z całej po-



wierzchni na jednakową głębokość. Ten sposób opróbowania stosuje się bardzo rzadko przy skrajnie nierównomiernej mineralizacji, gdy uzyskanie dobrej próbki wymagałoby przy metodzie punktowej pobrania bardzo dużej liczby porcji, a przy brzdowej – próbek bardzo zagęszczonych. Posługiwać się też tą metodą można jako kontrolną w stosunku do opróbowania punktowego i brzdowego, oraz gdy konieczne jest uzyskanie dużej ilości materiału w próbce. Opróbowuje się w ten sposób cienkie i zmienne złoża żyłowe, zwłaszcza gdy minerały występują w dużych skupieniach rzadko rozmieszczonych w treści żył.

Pobieranie próbek zdzierkowych jest bardzo żmudne i pracochłonne. Wydajność pracy robotnika pobierającego taką próbkę w kopalni wynosi od 4 m<sup>2</sup> podczas zmiany w skałach słabo zwięzłych do 0,2 m<sup>2</sup> w skałach bardzo zwięzłych. Z tego powodu praktycznie nie mogą one być pobierane w czynnych wyrobiskach górniczych. Na powierzchni, w odkrywkach wydajność jest o około 50% wyższa. Najczęściej próbki zdzierkowe pobiera się w rowach poszukiwawczych.

### 3.1.6. Próbki urobkowe

Próbkę urobkową stanowi urobek uzyskany w wyrobisku (np. sztolni, szybiku, chodniku). Jest to albo cały urobek uzyskany z określonego odcinka wyrobiska, albo tylko jego część wydzielona w sposób systematyczny. Przykładowo, może ją stanowić szereg porcji jednakowej wielkości pobranych w regularnej sieci punktów (rys. 3.11).

Jeśli jest to tylko część urobku należy uważać by w próbce znalazł się we właściwej proporcji zarówno materiał grubookruchowy jak i drobniejszy (zwykle gromadzący się na spągu wyrobiska). Wielkość próbki urobkowej może dochodzić nawet do kilku ton, w zależności od wymiarów wyrobiska i jego postępu (zabioru).

Próbki urobkowi pobiera się:

- gdy konieczne jest uzyskanie znacznych ilości kopaliny, na przykład do badań technologicznych,
- do kontroli reprezentatywności opróbowania przeprowadzanego innymi metodami (przez porównanie ich wyników uzyskanych dla tej samej objętości złoża przy założeniu, że nie występuje zubożenie kopaliny w czasie jej urabiania),
- dla oceny wielkości zubożenia kopaliny w czasie urabiania przez przybrane skały płonne z otoczenia złoża (przez porównanie wyników opróbowania urobku z wynikami opróbowania złoża w tej samej przestrzeni wykonanego innymi metodami),
- w złożach małych cennych kopaliny, bardzo zmiennych, np. kamieni szlachetnych,
- gdy dla oceny jakości kopaliny w złożu nie jest możliwe stosowanie innych metod opróbowania (np. w złożach miki, w których o jakości kopaliny decyduje wielkość uzyskiwanych blaszek tego minerału),
- gdy skupienia minerałów użytecznych występują w postaci dużych kongrecji (np. sferosyderytów),
- w złożach okruchowych, np. piasków i żwirów złotonośnych; w tych przypadkach urobek jest poddawany przemywaniu, w wyniku którego uzyskuje się próbkę szlichową,

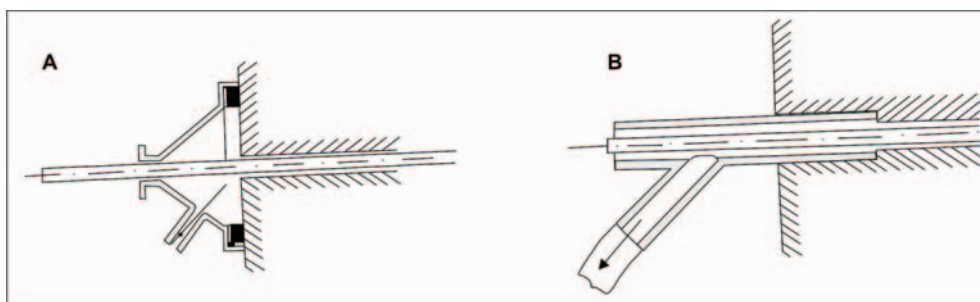
wzbogaconą w minerały ciężkie, w tym użyteczne, przesyłaną do dalszych badań (konieczne jest przy tym podanie masy wydobytego urobku i uzyskanego szlichu),

- do badań gęstości przestrzennej wykorzystywanej przy obliczaniu zasobów (próbki pobiera się ze specjalnie wykonywanych w złożu wdzierek lub szybików).

### 3.1.7. Próbki z otworów strzałowych

Przedstawione wyżej sposoby opróbowania są bardzo pracochłonne i kosztowne. Jeśli ich zadaniem ma być charakterystyka składu chemicznego próbki, muszą być poddane jeszcze rozdrabnianiu, co podraża i tak już wysokie koszty. Najczęściej stosowane próbki punktowe, bruzdowe czy zdzierkowe charakteryzują w sposób dostateczny kopalinę tylko w strefie bezpośrednio przyległej do ociosu, pozostawiając niepewność co do jej jakości wewnątrz bloku zawartego między wyrobiskami, w których próbki były pobrane. Te ujemne cechy omówionych sposobów opróbowania eliminują przynajmniej częściowo próbki z otworów strzałowych (rys. 3.12). Ten sposób z powodzeniem jest stosowany w wielu podziemnych i odkrywkowych kopalniach rud. Pobieranie próbek z otworów strzałowych jest korzystne z względu na:

- 1) stały przekrój poprzeczny otworu gwarantuje udział przewierconych utworów w próbce odpowiadający ich rzeczywistej proporcji w złożu,
- 2) możliwość wyprzedzającego opróbowania złoża, przed wykonaniem w nim wyrobiska,
- 3) znaczne rozdrobnienie próbki, które ogromnie ułatwia jej dalsze przygotowanie do analizy chemicznej,
- 4) mechanizację procesu pobierania próbki, która zwiększa szybkość opróbowania i zmniejsza jego koszty.



**Rys. 3.12.** Pobieranie próbek z otworów strzałowych

A – odbiornik próbki z przedmuchiwanego otworu strzałowego, B – sposób odbierania próbki z przemywanego otworu strzałowego

Wadą tego opróbowania jest to, że nie wiemy jaki materiał jest przewiercany, w związku z czym do próbki może się dostać przerost płonny, który nie powinien być opróbowany. Zawsze jednak istnieje możliwość korekty wyników, gdy w miejscu wykonanych otworów

zostanie poprowadzone wyrobisko. Można wówczas ustalić wzajemne stosunki kopaliny i skały płonnej na podstawie profilowania ociosów i wprowadzić odpowiednie współczynniki korygujące wyniki badania takich próbek.

W wyrobiskach podziemnych często nie jest możliwe wykonanie otworów w kierunku największej zmienności, co jest ogólnie przyjmowaną zasadą pobierania próbek. Jednakże doświadczenia praktyczne z niektórych kopalń szwedzkich i francuskich wskazują, że nawet w złożach wyraźnie uwarstwionych próbki pochodzące z otworów wykonanych równolegle do uwarstwienia dostarczają wystarczająco dokładnych informacji o jakości kopaliny pod warunkiem, że otwory będą rozmieszczone na całej powierzchni przekroju poprzecznego złoża (np. w przodku).

Opróbowanie złoża otworami szczególnie nadaje się do oceny jakości kopaliny w blokach eksploatacyjnych, daje bowiem wyobrażenie o tym, jaka może być jakość otrzymanego urobku. W przypadku eksploatacji systemami komorowymi złóż o znacznej grubości jest to jedyna metoda dostarczająca dostatecznie pewnych informacji o tym, co będzie przedmiotem eksploatacji (rys. 3.13).

Otwory strzałowe, które mają być opróbowane, wykonuje się w przodku wyrobiska. Ich liczba, rozmieszczenie i głębokość zależą od stosowanej techniki strzelania. Można też w razie potrzeby wykonywać specjalne, dodatkowe otwory, których zadaniem jest tylko opróbowanie złoża, nie są one wykorzystywane przy strzelaniu.

Próbkę stanowi zwierzcina pochodząca bądź ze wszystkich otworów wykonanych w danym przodku, bądź tylko z niektórych, wybranych w myśl jakiejś zasady. Próbka pobrana z grupy otworów strzałowych jest w pewnym sensie odpowiednikiem urobkowej, ponieważ podobnie jak ona charakteryzuje kopalinę z pewnej przestrzeni złoża. Jeśli prowadzi się urabianie selektywne, próbkę stanowi tylko zwierzcina z otworów wykonywanych w złożu lub odpowiedniej jego części oddzielnie urabianej.

W zależności czy otwory są wiercone na sucho, czy przedmuchiwane powietrzem, czy płukane wodą stosuje się odpowiednio skonstruowane chwytacze zwierciny.

W otworach wierconych na sucho zwiercony materiał jest usuwany z otworu w sposób ciągły spiralą świdra, a nieusunięta jego część jest wybierana za pomocą gracki stosowanej do czyszczenia otworów strzałowych. Wydobywający się pył zbiera się na szufelkę przyściśniętą do ociosu pod otworem, a resztki pyłu pozostałe na ociosie zmiata szczotką.

W przypadku przedmuchiwania otworu powietrzem stosowane są urządzenia działające na zasadzie odkurzacza. Na świder nakłada się kaptur metalowy zaopatrzony na obrzeżu w kołnierz z miękkiej gumy, który dociska się do ociosu. Kaptur ten, służący za odbiornik próbki, jest połączony za pomocą giętkiego przewodu z pojemnikiem, w którym znajduje się worek z gęstego płótna oraz urządzenie ssące. Odbiornik próbki znajduje się stale pod działaniem depresji, co zapobiega stratom materiału próbki. Próbkę wyjmuje się ze zbiornika po zakończeniu wiercenia.

W przypadku przemywania otworu wodą wypływający szlam odprowadza się za pomocą trójnika do blaszanego osadnika, w którym zwierzcina osiada na dnie. Czasem stosuje się kilka odstojników ustawionych szeregowo, jeśli zachodzi obawa ucieczki najdrobniejszego

materiału, różniącego się składem od grubszego, pozostającego w pierwszym pojemniku. Ucieczka najdrobniejszej zwierziny może w takich przypadkach spowodować zubożenie lub pozorne wzbogacenie próbki w składnik użyteczny. Szlam wybrany z dna odstożników stanowi próbkę, którą ze względu na dużą wilgotność umieszcza się w blaszanej puszcze. Po przetransportowaniu na powierzchnię wymaga ona wysuszenia przed oddaniem do badań.

W kopalniach odkrywkowych otwory strzałowe zazwyczaj wykonuje się pionowo w dół lub są one pod niewielkim kątem odchyłone od pionu. Wydmuchiwany lub wypłukiwany urobek gromadzi się wokół ujścia otworu, przy czym najdrobniejsze i najlżejsze okruchy są odrzucane najdalej. Sposób pobierania próbek zależy od rodzaju urządzenia wierzącego i sposobu usuwania urobku z otworu. Przy wierceniu na sucho z przedmuchiwanym powietrzem przed rozpoczęciem wiercenia układa się wokół otworu arkusz blachy, na którym gromadzi się wyrzucony urobek. Przed nadmiernym rozrzutem może chronić specjalny kołnierz umieszczany nad wylotem otworu. Z otworów tych uzyskuje się znaczną ilość materiału. Jako próbkę pobiera się tylko jego część, bądź pomniejszając materiał metodą kwartowania (rozdz. 5.2), bądź opróbowując go w odpowiedni sposób, np. zbierając wzdłuż promienia stożka usypanego z całości materiału w pasie o pewnej szerokości. W celu zapobieżenia osypywaniu się materiału z boków wbija się uprzednio w nasypany stożek dwie płyty blaszane, pomiędzy których wybiera się zwierzinę. Jeśli stożek rozrzutu jest asymetryczny i zachodzi obawa, że nastąpił nierównomierny rozrzut materiału, pobiera się 10–15 jego porcji rozmieszczonych równomiernie. Każdą z nich należy pobierać na całą grubość warstwy urobku. Gdy urobek jest usuwany przez przepłukiwanie, instaluje się specjalne pojemniki zatrzymujące część szlamu.

W razie potrzeby próbki mogą być pobierane odrębnie po wykonaniu każdego odcinka otworu. Pozwala to na interpretację zmian jakości kopaliny w profilu pionowym.

W przypadku częstego opróbowywania wielu otworów strzałowych na wiertnicach instalowane są automatyczne próbniki pobierające porcje zwierziny w stałych, zwykle krótkich odstępach czasu w trakcie wiercenia.

### **3.2. Opróbowanie złoża w wyrobiskach eksploatacyjnych**

Metodyka opróbowania bezpośredniego złoża w wyrobiskach eksploatacyjnych nie różni się zasadniczo od metodyki opróbowania wyrobisk rozpoznawczych. Posiada ona jednak swoją specyfikę związaną z koniecznością uzyskania dokładniejszych oszacowań jakości kopaliny niż na to pozwala opróbowanie wyrobisk rozpoznawczych. Na podstawie wyników opróbowania otworów i wyrobisk rozpoznawczych przeprowadza się ocenę jakości kopaliny, która będzie wydobywana w złożu przygotowanym do wybierania. Dokładność takiego oszacowania zależy od odległości między wyrobiskami udostępniającymi i przygotowawczymi oraz od liczby pobieranych w nich próbek. Ważniejsza jest odległość między wyrobiskami, bowiem zwiększenie liczby punktów opróbowania rozmieszczonych na obwodzie bloku eksploatacyjnego nie wnosi zwykle istotnych informacji o jakości kopaliny wewnątrz bloku (w przypadku silnie wyrażonego składnika nielosowego zmienności jakości kopa-

liny). Zaznacza się to dobitnie w złożach o bardzo dużej zmienności, gdzie często wewnątrz bloków ocenianych jako bogate mogą występować znaczne partie ubogie, a nawet płonne, i na odwrót – w ocenianych jako ubogie mogą się znaleźć partie bogate. W złożach o małej zmienności zjawisko to może być mniej drastyczne, ale z reguły występuje. Często obserwuje się, że różnice te mieszczą się w przedziale ufności wyznaczonym dla średniej zawartości szacowanych składników. Z faktu tego należy dobrze sobie zdać sprawę przy planowaniu produkcji, wynika bowiem z niego, że nie można stawiać zbyt wygórowanych norm jakościowych w stosunku do produkcji uzyskiwanej w krótkim czasie. Należy się zawsze liczyć z dużymi wahaniami jakości urobku. Dopiero po dłuższym okresie eksploatacji istnieją szanse wyrównania ujemnych i dodatnich odchyłeń rzeczywistej jakości kopaliny do szacowanej na podstawie opróbowania.

W przypadku dużej zmienności złoża często konieczne staje się opróbowanie uzupełniające w trakcie eksploatacji. Szczególnie jest to niezbędne w złożach rud metali cennych i rzadkich. Na podstawie wyników takiego opróbowania podejmuje się decyzję o eksploatacji danego bloku lub o jej zaniechaniu, jeśli zawartość metali jest niższa od wymaganej. Opróbowanie wyrobisk eksploatacyjnych także jest konieczne w przypadku eksploatacji selektywnej, gdy poszczególne odmiany czy gatunki kopaliny są słabo makroskopowo zróżnicowane. Poza tym wykonuje się je dla kontroli wyników rozpoznania i opróbowania urobku w zakładzie przerobczym. Opróbowanie wyrobisk eksploatacyjnych jest w tych przypadkach podstawą do oceny dokładności rozpoznania oraz do szacowania strat i zubożenia kopaliny.

Sposób opróbowania zależy w dużej mierze od sposobu eksploatacji, a zwłaszcza dostępności przodka roboczego. W kopalniach odkrywkowych w zasadzie pobiera się próbki z otworów wiertniczych wykonywanych przed frontem wyrobiska. W złożach skał zwięzłych są to twory strzałowe. Jeśli ich wykonanie nie jest przewidywane lub nie jest możliwe próbki muszą być brane bezpośrednio ze skarpy roboczej. Gdy urabianie odbywa się przy użyciu materiałów wybuchowych lub koparkami kołowymi, skarpy są zwykle bardzo strome, a zatem niedostępne do bezpośredniego opróbowania, próbki bierze się wówczas z urobku. Jeśli nachylenie skarp jest niewielkie i są one dostępne, można pobierać próbki bruzdowe. W skałach słabo zwięzłych, luźnych, plastycznych można też pobierać próbki zdzierane czerpakiem koparki w trakcie jednego zbioru prowadzonego na całą miąższość opróbowywanej części skał. Pożądane jest, aby grubość zbieranej warstwy była stała, czyli przed pobraniem próbki należy skarpe wyrównać.

W kopalniach podziemnych, w których przodek roboczy jest dostępny dla bezpośredniej obserwacji (np. przy eksploatacji systemem ścianowym lub zabierkowym), pobiera się najczęściej próbki bruzdowe lub punktowe w układzie liniowym, równomiernie rozmieszczone wzdłuż frontu roboczego. Liczba i częstość pobierania próbek zależy od zmienności złoża i wymaganej dokładności oceny średnich parametrów jakościowych. Można je określić metodami omówionymi w części I i aneksie do części IV. Zalecane w praktyce liczby próbek podaje tabela 3.2. Miejsca ich pobrania zaznacza się na szkicu przedstawiającym położenie przodka. Podaje się na nim również wyniki analiz. Na ich podstawie prognozuje się jakość kopaliny, która będzie eksploatowana w najbliższym okresie.

W kopalniach eksploatujących złoża systemem komorowym lub podpółkowym bezpośrednie opróbowanie złoża w wyrobisku eksploatacyjnym jest zwykle niemożliwe. W tych przypadkach

**Tabela 3.2**

Orientacyjna liczba próbek niezbędna do oceny jakości rudy w bloku eksploatacyjnym o wymiarach  
40 × 60 m (wg Albowa 1975)

Mineralizacja	Współczynnik zmienności V [%]	Minimalna liczba próbek
Bardzo równomierna	do 20	10–15
Równomierna	20–40	15–25
Nierównomierna	40–100	25–30
Bardzo nierównomierna	100 –150	30–40
Skrajnie nierównomierna	Ponad 150	40–50

próbki pobiera się bądź z otworów strzałowych, bądź okresowo z urobku wypuszczanego ze zsyków (lejów zsykowych).

Częstość pobierania próbek zależy od przyjętej częstotliwości kontroli jakości produkcji i rozliczania z wykonaniem planu. Pobiera się je więc co pewien czas lub co pewien postępek przodka wybierania.

### 3.3. Warunki poprawnego opróbowania złóż w wyrobiskach górniczych

Przy pobieraniu próbek obowiązują zasady ogólne, które należy bezwzględnie przestrzegać:

- 1) ściany wyrobiska z której mają być pobrane próbki, powinny być oczyszczone,
- 2) ocios w miejscu pobrania próbki musi być wyrównany,
- 3) w wyrobiskach starszych należy usunąć warstwę zwietrzałej skały,
- 4) w czasie pobierania próbki należy uważać, żeby nie została zanieczyszczona materiałem obcym, np. osypanym ze stropu lub zbieranym ze spągu,
- 5) należy zabezpieczyć się przed stratą pobieranego materiału w wyniku rozrzutu w czasie wybijania ze ściany,
- 6) należy zadbać o poprawne pomniejszenie próbek okruchowych z rdzenia lub zwiercin z otworów wierconych z wyrobisk górniczych,
- 7) wielkość i orientacja próbek winny być dostosowane do stopnia i anizotropii zmienności kopaliny (większe próbki w przypadku większej zmienności kopaliny, wydłużenie próbek bruzdowych lub zgęszczenie próbek punktowych w układzie liniowym w kierunku maksymalnej zmienności kopaliny).

W przypadku niektórych złóż kopaliny sposób pobierania próbek bywa znormalizowany. Przykładowo sposób pobierania próbek węgla kamiennego określa norma PN-G 04501:1998.

### 3.4. Wybór sposobu opróbowania wyrobisk górniczych

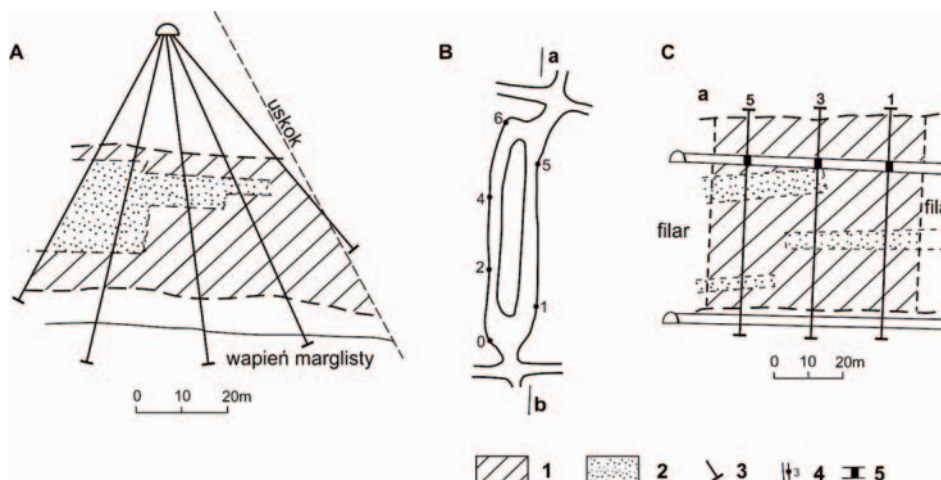
Wybór sposobu opróbowania zależy przede wszystkim od celu, jakiemu ma ono służyć, poza tym uwzględnia się koszty oraz warunki naturalne, techniczne i organizacyjne, w jakich ma być ono przeprowadzone. Pobrane próbki muszą się nadawać do przeprowadzenia odpowiednich badań, muszą też być reprezentatywne dla badanej części złoza. Ponadto należy przy zachowaniu koniecznej dokładności tak wykonać opróbowanie, aby było jak najtańsze. Koszty opróbowania zależą przede wszystkim od jego pracochłonności, czyli od czasu pobierania próbek i dalszego ich przygotowania do badań. Czas będzie zawsze czynnikiem decydującym w tych przypadkach, gdy konieczne jest uzyskanie szybkich informacji o jakości kopaliny, a więc w wyrobiskach będących w ruchu, zwłaszcza eksploatacyjnych, gdy na podstawie wyników opróbowania podejmuje się decyzje o kierunku prowadzenia wyrobisk lub dokonuje bieżącej oceny jakości wydobywanej kopaliny. W wyrobiskach należy stosować takie metody opróbowania, które nie spowodują przerwy w pracy załogi górniczej albo ograniczą je do minimum.

Wybór odpowiedniej metody opróbowania złoza w wyrobiskach górniczych zależy przede wszystkim od warunków naturalnych złoza i jego rozmiarów, tekstury kopaliny oraz zmienności cech jakościowych. W złożach dużych, znacznie przekraczających wymiary wyrobiska, próbki najlepiej jest pobierać z wyprzedzających otworów badawczych lub odwiertów strzałowych. Taki sposób opróbowania jest jedynym możliwym do zrealizowania w przypadku masowej eksploatacji systemami komorowymi lub podpółkowymi, wówczas bowiem wyrobiska przygotowawcze są prowadzone poza złożem lub tylko w jego spągu, a niekiedy w stropie (rys. 3.13).

Opróbowanie bruzdowe złożeń dużych, nie odsłoniętych w całości w wyrobisku jest zwykle skomplikowane przez konieczność pobierania próbek odcinkowych, natomiast nie nastęrcza trudności w przypadku złożeń małych w całości odsłoniętych w wyrobiskach.

Sposób pobrania próbek oraz ich wielkość zależą od zmienności tekstury i jakości kopaliny. W przypadku złoza o równomiernej mineralizacji i teksturze masywnej pobierane próbki mogą być małe. Wystarcza niekiedy opróbowanie punktowe lub opróbowanie otworów strzałowych, nie zachodzi bowiem obawa, że w próbce znajduje się materiał pochodzący z przerostów płonnych. W złożach o teksturze warstwowej, smugowej, stosuje się opróbowanie bruzdowe z podziałem bruzdy na odcinki reprezentujące poszczególne warstwy. Gdy miąższość warstw jest niewielka (poniżej 20 cm) pobiera się raczej próbki punktowe w układzie liniowym. W złożach o budowie sztokwerkowej, zwykle bardzo zmiennych, konieczne może być pobieranie próbek zdzierkowych lub nawet urobkowych. Próbki urobkowe pobiera się również w złożach o teksturze grubozlepieńcowej lub konkrecyjnej, a także gdy składnik użyteczny występuje w znacznym rozproszeniu, np. w złożach metali szlachetnych, lub gdy o jakości kopaliny decyduje wielkość skupień mineralnych, np. w złożach miki, kamieni szlachetnych, kryształu górskiego i niektórych surowców dla przemysłu optycznego (kalcytu – szpatu islandzkiego, fluorytu optycznego itp.).





**Rys. 3.13.** Rozpoznanie szczegółowe i opróbowanie złoża o dużej miąższości

A – rozpoznanie otworami wierconymi z wyrobisk nad złożem, B – opróbowanie złoża w wyrobiskach górniczych (mapa lokalizacji miejsc opróbowania), C – szczegółowe opróbowanie złoża otworami wierconymi z wyrobisk wykonanych w złożu; 1 – ruda Zn-Pb, 2 – skały płonne w złożu, 3 – otwory wiertnicze, 4-5 – miejsca opróbowania w wyrobiskach górniczych

O wyborze metody opróbowania decydują także właściwości fizyczne kopaliny, np. skały twarde i spękane skłaniają do pobierania próbek punktowych, w skałach miękkich łatwo pobiera się próbki bruzdowe, w sypkich natomiast stosuje się opróbowanie urobkowe.

Wybierając metodę opróbowania należy pamiętać, że przed oddaniem do laboratorium próbki muszą być rozdrobnione i pomniejszone. Są to operacje kosztowne i pracochłonne, z tego względu próbki z otworów strzałowych górują nad innymi, gdyż dostarczają materiału w znacznym stopniu już rozdrobnionego.

### 3.5. Dokumentacja opróbowania wyrobisk górniczych

Próbki pobierane w wyrobiskach górniczych – z wyjątkiem urobkowych, które wydobywa się na powierzchnię w oznakowanych wózkach – pakuje się do woreczków wraz z metryczką, w której podaje się lokalizację próbki i jej kolejny numer, cel opróbowania i podpis próbobiorky. Jeśli z danego miejsca pobiera się kilka próbek, np. punktowych lub bruzdowych odcinkowych, oznacza się je wspólnym numerem z dodatkami literowymi (np.: 765a, 765b, 765c), licząc je zwykle od spągu złoża. Usytuowanie próbek zaznacza się bądź na profilu wyrobiska bądź na specjalnie w tym celu wykonanym szkicu w dzienniku pobierającego próbki (formatu A-5 lub A-6). Jest to zwykle profil przodka lub fragmentu ociosu. W dzienniku opróbowania wskazane jest wpisanie oszacowanej wizualnie zawartości składnika użytecznego; korzysta się z nich przy kontroli pracy laboratorium. Przy



dość znacznej i zróżnicowanej zawartości składnika użytecznego, dającego się zaobserwować makroskopowo, taka ocena wizualna (po uzyskaniu pewnej wprawy) może być nawet wystarczająco dokładna do wstępnej oceny jakości kopaliny. Próbki do laboratorium powinno się przekazywać wraz z protokołem opróbowania.

Pobrane próbki i wyniki ich analiz rejestruje się w książce próbek i analiz według kolejności ich pobierania. Liczba porządkowa w książce jest numerem próbki. Powinno się stosować numerację ciągłą, tak aby żaden z numerów próbek pobieranych w kopalni nie powtarzał się. Prócz numeru podaje się datę, miejsce i sposób pobrania próbki, rozmiary i jej wielkość (np. długość i głębokość bruzdy, jej masę itp.), charakter petrograficzny skały oraz wyniki analiz.

W przypadku dużej liczby próbek pobieranych blisko siebie, ich usytuowanie wraz z numerem i wynikami analiz nanosi się na szczegółowe profile lub wycinkowe plany bloków (w skali 1:200–1:500). Na mapach pokładowych w skali 1:1000 zaznacza się zwykle tylko miejsca pobrania próbek i ich numer. Osobno sporządza się mapy jakości kopaliny. Jeśli pobieranych próbek jest niewiele, jak np. w złożach węgla, ich lokalizację wraz z wynikami badań nanosi się na mapy pokładowe.



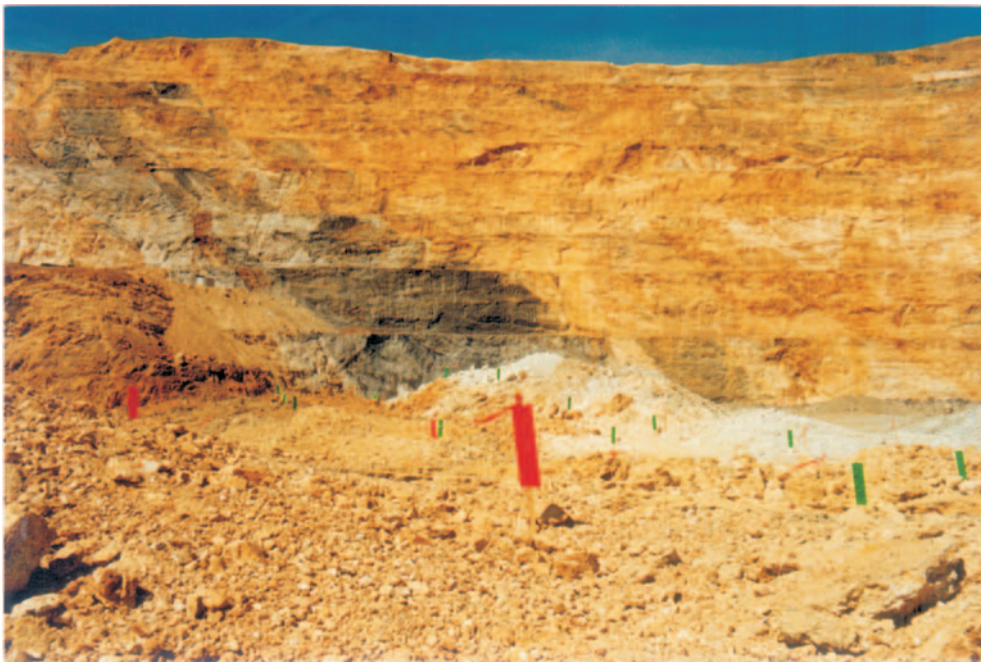


A



B

**Rys. 3.2.** Opróbowanie złoże krótkimi otworami na wychodni (złoże rud Pt Penikat w Finlandii – fot. M. Nieć)  
A – sposób pobierania próbek, B – opróbowana wychodnia złoże (palikami zaznaczone miejsca pobrania próbek)



**Rys. 3.11.** Przygotowanie do pobrania próbki urobkowej (złóże Au, Carlin, Newada USA – fot. M. Nieć)  
kolorowe chorągiewki oznaczają miejsca pobrania dwóch typów rud



## PROJEKTOWANIE OPRÓBOWANIA ZŁOŻA W WYROBISKACH GÓRNICZYCH

---

### 4.1. Zasady ogólne

O wyborze konkretnej metody opróbowania złoża decydują następujące czynniki:

- cel jakiemu ma ono służyć,
- zmienność kopaliny,
- koszty opróbowania,
- warunki naturalne, techniczne i organizacyjne, w jakich ma być ono przeprowadzone.

Pobrane próbki muszą się nadawać do przeprowadzenia odpowiednich badań, muszą też być reprezentatywne dla badanej części złoża. Ponadto należy przy zachowaniu koniecznej dokładności, tak wykonać opróbowanie, aby było jak najtańsze. Koszty opróbowania zależą przede wszystkim od jego pracochłonności, czyli od czasu pobierania próbek i dalszego ich przygotowania do badań.

Czas jest zawsze czynnikiem decydującym w przypadkach, gdy konieczne jest uzyskanie szybkich informacji o jakości kopaliny, a więc w wyrobiskach będących w ruchu, zwłaszcza eksploatacyjnych, gdy na podstawie wyników opróbowania podejmuje się decyzje o kierunku prowadzenia wyrobisk lub dokonuje bieżącej oceny jakości wydobywanej kopaliny. W wyrobiskach należy stosować takie metody opróbowania, które nie spowodują przerw w pracy załogi górniczej albo ograniczą je do minimum.

Przy projektowaniu opróbowania dla badań chemicznych, mając do dyspozycji kilka możliwych do zastosowania metod opróbowania, nie różniących się zasadniczo kosztami realizacji, staramy się wybrać tę, która wykaże najmniejszą wariancję badanej cechy, czyli tę, która będzie najdokładniejsza. Wynika to z następującego rozumowania. Obserwowana wariancja badanej cechy ( $S_{ob}^2$ ) składa się z wariancji wynikającej z naturalnej zmienności, której wielkość zależy także od rozmiarów i orientacji próbek ( $S_{nat}^2$ ) oraz wariancji spowodowanej przez przypadkowe błędy popełniane przy opróbowaniu ( $S_{opr}^2$ ). Obie wariancje

można uważać za wzajemnie niezależne. Wobec tego zgodnie z prawem sumowania wariancji przyjmuje się, że:

$$S_{obs}^2 = S_{nat}^2 + S_{opr}^2 \quad (4.1)$$

Różnice wariancji obserwowanej, ocenianej na podstawie opróbowania przeprowadzonego różnymi metodami, będą wynikać przede wszystkim ze zróżnicowania  $S_{opr}^2$ . Istotność zróżnicowania wariancji badamy za pomocą testu  $F$  Snedecora<sup>1</sup>. Wymagane jest przy tym, aby średnie wartości parametru oszacowanego za pomocą porównywalnych metod nie różniły się istotnie między sobą, a różnica, która zawsze wystąpi, była możliwie jak najmniejsza i nie była spowodowana błędami systematycznymi jednej z metod (np. w wyniku selektywnego wykruszania).

Sposób opróbowania projektuje się często na podstawie omówionych, ogólnych zasad pobierania próbek w zależności od celu opróbowania oraz na podstawie wytycznych opartych na doświadczeniu praktycznym i wcześniejszych badaniach. Jest on zwykle ujmowany w formie norm państwowych (np. dla węgla PN-62/G-04501), branżowych i zakładowych.

Takie podejście jest wystarczające przy opróbowaniu wyrobisk poszukiwawczych i rozpoznawczych, natomiast w czynnych zakładach górniczych, gdy opróbowanie jest przeprowadzane masowo, wskazane jest wykonanie specjalnych badań w celu opracowania racjonalnej metodyki opróbowania, która zapewni wymaganą dokładność jego wyników przy możliwie najniższych kosztach.

Projekt opróbowania złoża winien zawierać określenie:

- rodzaju przewidywanych do pobrania próbek,
- geometrii próbki (kształtu, rozmiarów i orientacji w przestrzeni złożowej) oraz jej wielkości (masy),
- rozmieszczenia próbek,
- rozstawu próbek (interwału opróbowania).

W niektórych przypadkach parametry opróbowania można wyznaczyć teoretycznie. Różnorodność warunków naturalnych, z jakimi spotykamy się w złożach, sprawia jednak, że powinny one być zawsze weryfikowane i ewentualnie korygowane na drodze eksperymentalnej. Należy przy tym pamiętać, że o dokładności opróbowania decyduje nie tylko sposób pobierania próbek i ich parametry, lecz również sposób przygotowania próbek do analizy i sposób przeprowadzenia analizy. W prowadzonych badaniach nad sposobem opróbowania należy zatem mieć pewność, że dokładność przygotowania próbek do analizy i sposób jej wykonania nie budzą zastrzeżeń. Istotną rolę odgrywa też sumienność pracowników pobierających próbki.

Za podstawowy sposób opróbowania złoża w wyrobiskach górniczych uważane jest pobieranie próbek bruzdowych. Często jednak zastępowane jest ono opróbowaniem punk-

---

<sup>1</sup> Rozkład Snedecora ma statystykę  $F = S_a^2 / S_b^2$ , gdzie  $S_a^2 > S_b^2$ .



towym w układzie liniowym lub opróbowaniem otworów wyprzedzających lub strzałowych.

#### 4.2. Geometria, orientacja i wielkość próbek bruzdowych

Rozmiary bruzd zależą od miąższości złoża, stopnia jego nieregularności i właściwości fizycznych opróbowywanej skały. Długość bruzdy zależy od miąższości złoża, a jej szerokość i głębokość od ilości materiału, jaką chcemy uzyskać w próbce. Na dobór masy materiału wpływają przede wszystkim: zawartość składnika użytecznego, niejednorodność mineralizacji określona przez wielkość skupień minerałów użytecznych, stopień ich rozproszenia oraz różnorodność właściwości fizycznych poszczególnych składników kopaliny.

Niejednorodność mineralizacji wymaga zwiększenia próbki, zwłaszcza jeżeli występują duże, odosobnione skupienia minerałów użytecznych. Pobierane próbki powinny być na tyle duże, by w każdej znalazło się co najmniej kilka takich skupień. Wymiary próbki należy także powiększyć, jeśli istnieją duże różnice między zwięzłością poszczególnych składników tworzących kopalinę. Składniki o małej zwięzłości zwłaszcza kruche, łatwiej odspajają się od calizny i w związku z tym łatwo wypadają do próbki, zmieniając jej skład.

W przypadku występowania dużych skupień tego rodzaju, bruzdy będą w nich nadmiernie poszerzone. Jeśli składnikiem kruchym jest składnik użyteczny, próbki będą wykazywały zbyt wysoką jego zawartość, jeśli natomiast są nimi składniki płonne, będą w składnik użyteczny uboższe. Zjawisko to jest tym wyraźniejsze, im mniejsze są wymiary poprzeczne próbki. Selektywne wykruszanie, jak wykazują badania, jest główną, naturalną przyczyną błędów systematycznych, popełnianych przy opróbowaniu bruzdowym.

Ważnym parametrem opróbowania jest także orientacja próbki w przestrzeni złożowej gdyż na ogół obserwuje się anizotropowe rozmieszczenie składnika użytecznego w skale.

Anizotropię można liczbowo scharakteryzować wyznaczając wartości wskaźnika zróżnicowania tekstury dla kilku kierunków badań (np. dla 6 kierunków wyznaczonych przez linie odchylone od siebie o 30°) ze wzoru:

$$I_T = \frac{n_{AM}}{l} \quad (4.2)$$

gdzie:  $n_{AM}$  – liczba lub sumaryczny wymiar agregatów mineralnych występujących wzdłuż danego kierunku na odcinku o długości  $l$ .

Zróżnicowanie wartości  $I_T$  określonych w poszczególnych kierunkach informuje o anizotropii tekstury. Próbki powinny być tak zorientowane, aby ich wymiary w poszczególnych kierunkach były proporcjonalne do wartości  $I_T$ .

Kierunek maksymalnej zmienności jest z reguły zgodny z kierunkiem, w którym wyznacza się miąższość złoża. Spełniają ten warunek próbki bruzdowe pobierane w złożach uwarstwionych wzdłuż kierunku prostopadłego do stropu i spągu. W złożach, w których mineralizacja występuje w formie żyłek, orientacja taka nie zawsze jest wskazana, np. gdy żyłki są pionowe, jak to ma miejsce w niektórych częściach dolnośląskich złóż miedzi. Wycięcie pionowych próbek w ich obrębie prowadzi do stwierdzenia bardzo wysokich, nietypowych zawartości Cu, znacznie odbiegających od przeciętnie spotykanych.

Dostosowanie orientacji próbek bruzdowych do osi anizotropii (tzn. wymiarem długości zgodnie z kierunkiem maksymalnej zmienności) prowadzi do uśrednienia materiału złożowego i w konsekwencji do obniżenia obserwowanej zmienności składników między próbkami, a zatem i do zmniejszenia błędów oszacowań jakości kopaliny w złożu lub jego partiach w myśl zasad statystyki.

Ogólnego prawa, które wyrażałoby zależność wielkości próbki od wymienionych czynników, dotychczas nie wyprowadzono na drodze teoretycznej, przede wszystkim z powodu różnorodności cech teksturalnych kopaliny nie dających się wyrazić ilościowo. Wielkość próbki można ustalić eksperymentalnie. W wytypowanych częściach złoża pobiera się kilku serii próbek o różnych rozmiarach, a następnie określa się dla każdej serii wariancję wyników ich badania. Za reprezentatywne przyjmuje się próbki o takiej wielkości, które dają wariancję możliwą jeszcze do przyjęcia przy założonej dokładności. W przypadku, gdy porównywane próbki o różnych wymiarach dają zbliżoną wariancję, zawsze wybieramy mniejsze, których pobranie jest mniej pracochłonne.

Dobór optymalnej masy próbek powinien być kompromisem pomiędzy wymogiem odpowiedniej reprezentatywności pojedynczej próbki i kosztami jej pobrania.

Dokładność oszacowania jakości kopaliny (średniej zawartości składników użytecznych i szkodliwych) zależy także od liczby pobranych próbek. Przy założeniu czysto losowej zmienności zawartości składników użytecznych i szkodliwych, z założeń statystyki matematycznej wynika, że błąd oszacowania średniej zawartości badanego składnika powinien być wprost proporcjonalny do odchylenia standardowego jego zawartości i odwrotnie proporcjonalny do pierwiastka z liczby pobranych próbek. Ścisłe określenie wymiarów bruzd nie wydaje się więc zagadnieniem najbardziej istotnym przy projektowaniu opróbowania złoża. Generalnie lepiej jest pobierać więcej próbek małych niż mało dużych.

### 4.3. Rozmieszczenie próbek

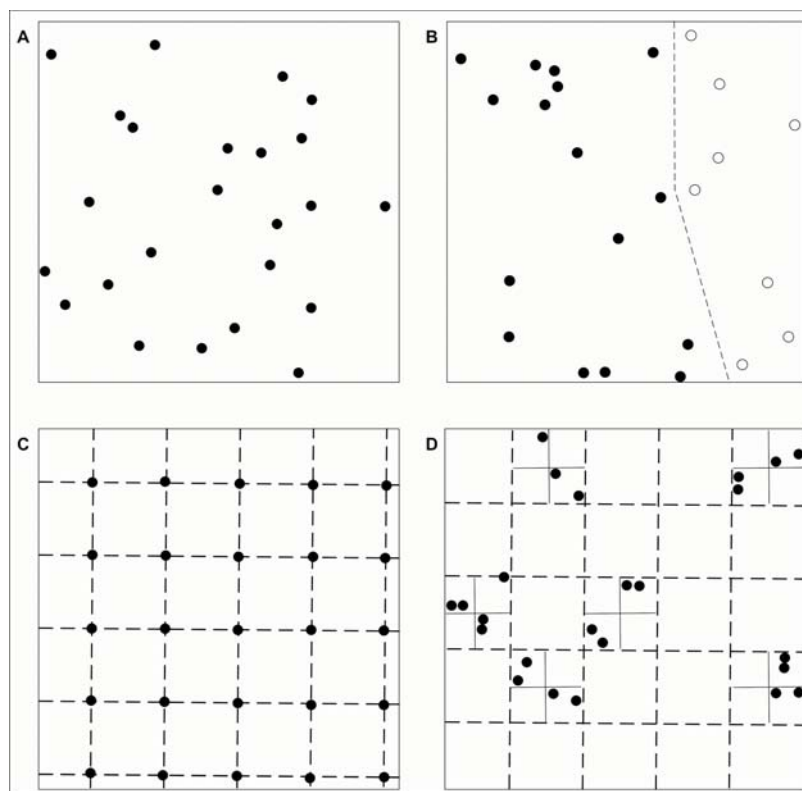
Z punktu widzenia oceny wyników opróbowania: wyróżnić można dwa typy opróbowania (rozमieszczenia próbek): tendencyjne i losowe. **Opróbowanie tendencyjne** polega na świadomym wyborze miejsc pobrania próbek ze względu na cechy kopaliny. W ten sposób są pobierane często próbki do badań mineralogicznych czy paleontologicznych, w miejscach gdzie stwierdzono występowanie jakiegoś minerału lub okazu fauny czy flory. Wyników badań takich próbek, nawet wówczas gdy są one liczne, nie można rozciągnąć na całe złożo.



Wyprowadzane wnioski uogólniające dotyczą tylko badanego zbioru próbek, np. obliczona średnia zawartość minerału na podstawie takich próbek nie może być użyta do oceny średniej zawartości tego minerału w całym złożu. Opróbowanie tendencyjne może być często wykonywane nieświadomie, np. pobieranie tak zwanych okazów typowych, reprezentujących przeciętne właściwości badanej skały. Typowość ta jest oceniana w sposób subiektywny i nie ma metody pozwalającej na oszacowanie dokładności takiego opróbowania.

Reprezentatywność opróbowania uzyskuje się przez losowy sposób pobierania próbek, a więc taki, przy którym istnieją takie same szanse pobrania próbek w dowolnym punkcie złoża. Losowość taką osiągamy stosując odpowiednie schematy pobierania próbek, polegające na różnym ich rozmieszczeniu w przestrzeni. Mogą one być przypadkowe (losowe), systematyczno-przypadkowe (losowe), warstwowe i gniazdowe (rys. 4.1).

**Opróbowanie losowe** (rys. 4.1A) wymaga przypadkowego rozmieszczenia próbek. Osiąga się to wówczas, gdy wyboru miejsc pobrania próbki dokonuje się w sposób losowy, np. na podstawie tablic liczb losowych, które można znaleźć w zastawieniach tabel statystycznych. W tym celu numerujemy wszystkie miejsca, w których mogą być pobrane próbki i z tablic odczytujemy numery miejsc, w których próbki należy pobrać.



Rys. 4.1. Przykłady różnych sposobów rozmieszczenia próbek na płaszczyźnie (wg Krumbeina i Graybilla)  
A — losowe, B — warstwowe, C — systematyczne, D — gniazdowe

**Opróbowanie systematyczno-losowe** (rys. 4.1C) polega na rozmieszczeniu próbek w regularnej sieci, przy czym losowość zapewnia tu nieświadomy wybór miejsca pobrania pierwszej próbki. Ten rodzaj opróbowania jest typowy w przypadku badania złóż. Można go osiągnąć także dokonując drobnych losowych przesunięć każdej próbki w stosunku do wyznaczonego węzła sieci. Wielkość przesunięcia można określić na podstawie liczb losowych, powinno ono jednak być na tyle małe, aby nie zaburzało ogólnego układu sieciowego. Często taka losowość jest realizowana dzięki czynnikom naturalnym i organizacyjno-technicznym, uniemożliwiającym pobranie próbki w ściśle wyznaczonym miejscu (brak odsłoneń, niedostępność ociosu z powodu obudowania itp.).

**Opróbowanie warstwowe** (rys. 4.1B) polega na podziale badanej populacji na części opróbowywane niezależnie. W terminologii statystycznej części takie nazywa się warstwami. W odniesieniu do złóż mogą to być rzeczywiste warstwy, np. różne pokłady, częściej jednak są to poszczególne części złoża wydzielone w myśl jakichś kryteriów. Postępujemy tak zawsze, gdy istnieją jakieś czynniki upoważniające do dokonania takiego podziału, np. stwierdzamy niejednorodność złoża lub oczekujemy, że ona istnieje (rys. 4.1C).

**Opróbowanie gniazdowe** (rys. 4.1D) polega również na podziale badanej populacji na części. Losowo wybiera się spośród nich te, które podlegają opróbowaniu i w ich obrębie rozmieszcza próbki w sposób losowy.

Z wymienionych metod opróbowania w praktyce geologiczno-górnicznej stosuje się w zasadzie jedynie sposób systematyczno-losowy. Zalecany jest sieciowy układ próbek, ponieważ pozwala on wykryć ewentualne prawidłowości budowy złoża oraz określić jego granice oraz granice części różniących się rodzajem lub jakością kopaliny.

#### 4.4. Rozstaw próbek (interwał opróbowania)

Projektowany rozstaw próbek (interwał opróbowania), rozumiany jako odległość między sąsiednimi próbkami pobieranymi w wyrobiskach górniczych, winien być uzależniony od zmienności jakości kopaliny (mineralizacji w złożach rud). Może być oszacowany doświadczalnie lub na drodze teoretycznej z wykorzystaniem metod statystycznych lub geo-statystycznych (zob. aneks w części IV).

W prosty, ale i bardzo przybliżony sposób rozstaw próbek może być określony za pomocą empirycznego wzoru Prokofiewa:

$$d_{RP} = \frac{300}{v} \quad [\text{m}] \quad (4.3)$$

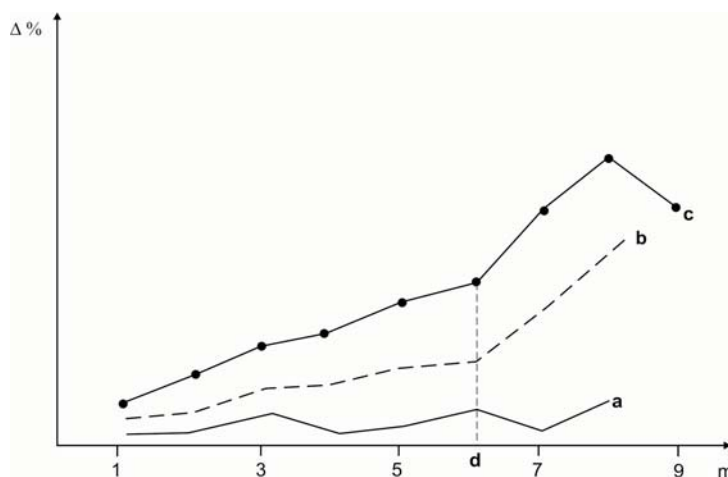
gdzie:  $v$  – współczynnik zmienności reprezentatywnego parametru złożowego [%].

Większe odległości między próbkami niż obliczone ze wzoru (4.3) stosuje się wtedy, gdy eksploatuje się kopalinę masowo i w krótkim czasie wyrobiskami zostaje objęta znaczna

część złoża. W jej obrębie znajduje się wówczas wiele próbek, które – jeśli nawet odległości między nimi są duże – pozwalają na oszacowanie jakości kopaliny z żadaną dokładnością. Szczegółowe zalecenia co do odległości między miejscami pobrania próbek dla różnych złóż można znaleźć w odpowiednich przepisach i normach, zwłaszcza branżowych i resortowych. Przykładowo zalecane rozstawy próbek w wyrobiskach górniczych prowadzonych w złożach Cu – Ag LGOM wynoszą 20–40 m, a w złożach węgla kamiennego GZW – 50 m. Zwykle dąży się do rozrzedzenia punktów pobierania próbek ze względu na duże koszty ich pobierania, obciążające koszty własne wydobywania. Zachowana przy tym musi być oczywiście wymagana dokładność opróbowania. Rygorystyczne wymagania odnośnie oceny jakości kopaliny zmuszają często do zagęszczania miejsc pobrania próbek.

Reprezentatywne opróbowanie złoża lub jego części wymaga pobrania takiej liczby próbek, aby na ich podstawie można było oszacować średnie parametry jakościowe kopaliny bądź z żadaną dokładnością, bądź z dokładnością możliwą do osiągnięcia przy danej zmienności złoża. Jest to równoznaczne z rozpoznaniem złoża z określoną dokładnością (omówionym w części I).

W przypadku rozpoznania górniczego – dzięki temu, że wzdłuż wyrobiska prowadzonego w złożu można pobrać dowolną liczbę próbek – możliwe jest eksperymentalne określenie niezbędnej odległości między próbkami. W tym celu na wybranym odcinku chodnika o długości 50–100 m pobiera się szereg próbek, co 0,5 do 1 m. Na podstawie wyników analiz ustala się różnice w zawartości badanego składnika w sąsiednich próbkach, oblicza średnie różnice zawartości dla serii próbek oraz określa ich wartości maksymalne i minimalne dla par próbek leżących w coraz to większej odległości od siebie, wyrażając w procentach średniej różnicy przy minimalnym rozstępie. Po zwiększeniu rozstępu do pewnej wielkości zwykle obserwuje się gwałtowny wzrost średnich i maksymalnych różnic (rys. 4.2). Ten rozstęp należy przyjąć jako odległość między sąsiednimi próbkami pobieranymi w złożu.



**Rys. 4.2.** Wyznaczanie odległości między próbkami (wg Krajewskiego 1955)  
Średnie odchylenie różnic wartości w sąsiednich próbkach w zależności od odległości między nimi:  
a – minimalne, b – średnie, c – maksymalne, d – proponowany rozstaw próbek

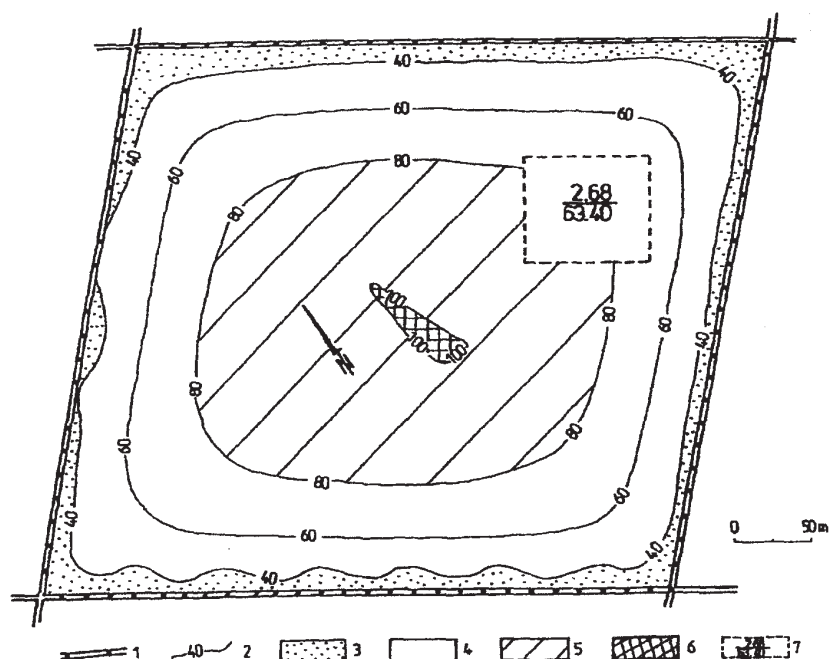
Zróżnicowanie wartości parametrów charakteryzujących jakość kopaliny często nie jest losowe. Występuje wówczas autokorelacja tych wartości stwierdzanych w próbkach do pewnej odległości między nimi. Maksymalna odległość między próbkami, przy której taka autokorelacja jeszcze występuje określana jest jako jej promień lub zasięg (zasięg semiwariogramu, charakteryzującego zróżnicowanie składnika w geostatystycznym modelu zmienności – zobacz aneks w części IV). W takich przypadkach zaleca się przyjmowanie odległości między punktami pobrania próbek znacznie mniejszej, równej 1/3 promienia autokorelacji zawartości badanego składnika (zasięgu semiwariogramu). W ten sposób zapewnia się uzyskanie pełnej informacji o złożu łącznie z wykryciem prawidłowości w zróżnicowaniu jakości kopaliny. Większe zagęszczenie obserwacji jest już zwykle niecelowe, bowiem ilość informacji uzyskiwana o złożu nie zwiększa się w sposób istotny.

W złożach anizotropowych odległości między miejscami pobrania próbek mogą być różne w poszczególnych kierunkach i dla każdego kierunku należy je określić osobno. Różne mogą też być w poszczególnych częściach złoża w zależności od jego wykształcenia i zawartości składnika użytecznego.

Dąży się zwykle, aby próbki były pobierane w regularnych odstępach, gdyż mają one również dostarczyć informacji o ewentualnych prawidłowościach zmian jakości kopaliny. Często na ich podstawie wyznacza się granice złoża i granice części różniących się jakością kopaliny. Postulat równomierności opróbowania rzadko jednak może być spełniony. W wyrobiskach udostępniających i przygotowawczych odstęp między punktami pobrania próbek mogą być dowolnie regulowane. W kierunku prostopadłym będą natomiast uzależnione od odległości między wyrobiskami. Nadmierne zagęszczenie punktów opróbowania w wyrobiskach jest w związku z tym niecelowe, bowiem nie zwiększamy w ten sposób dokładności oceny jakości kopaliny w części złoża między wyrobiskami, która pozostaje nieopróbowana. W obrębie bloku ograniczonego wyrobiskami możliwy błąd oceny jakości kopaliny rośnie wraz z odległością między nimi. W złożach charakteryzujących się dużą zmiennością może być on bardzo znaczny (rys. 4.3). Wielkość tego błędu można ocenić za pomocą metod geostatystycznych (omówionych w aneksie do części IV). W praktyce w takich przypadkach można nawet spodziewać się występowania partii płonnych w obrębie takiego bloku, w złożu na pozór dobrze rozciętym wyrobiskami górniczymi.

Zwykle w wyrobiskach prowadzonych w złożu próbki pobiera się naprzemiennie na obu ociosach, zachowując stałe odstęp między punktami opróbowania.

Istotne dla określenia gęstości opróbowania, a więc liczby pobieranych próbek i odległości między punktami ich pobrania, jest sprecyzowanie wymagań co do dokładności opróbowania. Brak jednoznacznych poglądów na ten temat. Praktyka wykazała, że można stosować takie same wymagania jak w przypadku dokładności rozpoznania, a więc dla opróbowania przeprowadzonego w wyrobiskach górniczych wykonywanych w ramach rozpoznania eksploatacyjnego wynosiłaby ona  $\pm 10\%$ . Niekiedy żąda się wyższej dokładności ze względu na technologię przeróbki kopaliny, gdy wymagania odnośnie jakości nadawy są bardzo rygorystyczne (jakość może się zmieniać tylko w wąskim zakresie) lub gdy rozliczenie z planowanej produkcji następuje w krótkim czasie.



**Rys. 4.3.** Możliwy błąd oszacowania zawartości miedzi w złożu (na poziomie ufności 0,95) w bloku między opróbowanymi wyrobiskami górniczymi

1 – wyrobiska górnicze i miejsca opróbowania, 2 – izolinie maksymalnego możliwego względnego błędu oszacowania zawartości Cu, 3–6 – możliwa wielkość błędu: 3 – do 40%, 4 – do 80%, 5 – do 100%, 6 – ponad 100%, 7 – możliwy błąd oszacowania zawartości miedzi w przykładowym małym bloku (średnia zawartość Cu/ możliwy błąd oszacowania tej zawartości)





## PRZYGOTOWANIE PRÓBEK DO ANALIZY CHEMICZNEJ

---

### 5.1. Zasady ogólne

Masa próbek pobieranych z rdzeni wiertniczych i w wyrobiskach górniczych wynosi w zależności od miąższości złoża od kilku do kilkudziesięciu kilogramów. Składają się na nią okruchy o rozmiarach zależnych od sposobu pobierania, zwykle od kilku milimetrów do kilkunastu, a niekiedy – w przypadku próbek z rdzeni – nawet do kilkudziesięciu centymetrów. Próbki pobierane z urobku charakteryzują się ogromną masą nawet rzędu kilku ton. Do badań laboratoryjnych, chemicznych jest potrzebna tylko niewielka część tego materiału, na ogół nie więcej niż 100–200 g, przy czym wymaga się, aby średnica ziaren nie przekraczała 0,1 mm. Oznaczenia zawartości składników dokonuje się w naważce pobranej z próbki analitycznej o masie rzędu 1 g. Pobrane próbki muszą zatem być rozdrobnione i pomniejszone.

Skład chemiczny próbki wtórnej, pomniejszonej nie może odbiegać od składu próbki pierwotnej (wyjściowej). Próbka pomniejszona musi być reprezentatywna, to znaczy że musi być spełniony następujący warunek:

$$|p_N - p_0| \leq \varepsilon_{dop} \quad (5.1)$$

gdzie:  $p_N$  – zawartość badanego składnika w próbce pomniejszonej w „N” etapach,  
 $p_0$  – zawartość badanego składnika w próbce pierwotnej,  
 $\varepsilon_{dop}$  – dopuszczalny błąd bezwzględny oceny zawartości badanego składnika w próbce pierwotnej.

Z próbki dostarczonej do laboratorium po jej odpowiednim pomniejszeniu pobiera się porcje materiału do oznaczenia poszczególnych składników, a reszta pozostaje w archiwum.

Szansa, że mała ilość materiału wzięta do analizy z mieszaniny ziaren zawartych w próbce pomniejszonej będzie miała identyczny skład (w granicach wymaganej dokładności) z próbką pierwotną, istnieje wówczas, gdy próbka pierwotna jest mieszaniną możliwie

jednorodną. Jednorodność ta będzie tym większa, im bardziej równomierne jest zróżnicowanie jakości kopaliny (mineralizacja w złożach rud) i im drobniejsze i lepiej wymieszane są ziarna w próbce rozkruszonej.

Dla każdej mieszaniny okruszków danej kopaliny można ustalić taką najmniejszą jego ilość (zwaną wielkością reprezentatywną lub miarodajną, wyrażaną zazwyczaj w jednostkach masy), której skład nie będzie odbiegał od składu całości materiału w próbce pierwotnej. Zależy ona przede wszystkim od średnicy okruszków. Im bowiem grubszy jest materiał próbki, tym większa jest jego niejednorodność.

Masę reprezentatywnej próbki wtórnej pobieranej z materiału skruszonego można określić za pomocą empirycznego wzoru Czeczotta:

$$Q_{\min} [\text{kg}] \geq k \cdot d_{\max}^2 [\text{mm}] \quad (5.2)$$

gdzie:  $Q$  – masa próbki reprezentatywnej (miarodajnej),  
 $k$  – współczynnik zależny od zmienności badanego składnika, wyrażonej za pomocą współczynnika zmienności  $v$  (tab. 5.1),  
 $d_{\max}$  – średnica największych okruszków w urobku [mm].

Warunek ten musi spełniać każda próbka pomniejszona

**Tabela 5.1**

Wartości współczynników  $k$  we wzorze Czeczotta (wg Albowa, 1975, nieco zmienione)

Mineralizacja	Współczynnik zmienności składnika*	Wartość $k$
Bardzo równomierna	<20	0,05–0,1
Równomierna	20–40	0,1–0,2
Nierównomierna	40–100	0,2–0,4
Bardzo nierównomierna	100–150	0,4–0,8
Skrajnie nierównomierna	>150	0,8–1,0

\* Znany lub przyjmowany na zasadzie analogii znanych złóż.

Przy korzystaniu z tabeli 5.1 należy zwrócić uwagę, że w rudach o złożonym składzie, w których zmienność poszczególnych składników jest zróżnicowana, wartości  $k$  mogą być różne w zależności od tego, który składnik rozpatrujemy, np. gdy interesuje nas zawartość składników szkodliwych P i S w rudach żelaza, nawet jeśli te rudy odznaczają się bardzo równomierną mineralizacją, wartość  $k$  należy niekiedy znacznie zwiększyć, gdyż domieszki te nie są tak równomiernie rozmieszczone jak składnik główny i zmienność ich zawartości często bywa bardzo duża.



Wartości współczynnika  $k$  podane w tabeli 5.1 mają znaczenie orientacyjne i istnieje pewna dowolność w jego wyborze. Zależy on również od wielkości skupień mineralnych i od stopnia oswożenia poszczególnych minerałów w trakcie kruszenia, a zatem także od różnicowania właściwości mechanicznych składników mineralnych rudy. W przypadku prowadzenia masowego opróbowania, np. w kopalniach rud metali, wskazane jest doświadczalne określenie jego wartości.

Niedoskonałością wzoru Czeczotta jest to, że nie informuje, z jaką dokładnością będzie określona zawartość składnika w próbce pomniejszonej.

Lepsze i poprawniejsze określenie masy pomniejszonej próbki reprezentatywnej jest możliwe na podstawie teorii opróbowania, którą przedstawił Pierre Gy. Uwzględnione są w niej wszystkie czynniki, które wpływają na niejednorodność mieszaniny okruszków w próbce.

Przygotowanie do analizy chemicznej próbki pobranej ze złoża obejmuje oprócz pomniejszenia jej masy również wszystkie czynności poprzedzające pomniejszanie, takie jak suszenie, rozdrabnianie (kruszenie, mielenie), ważenie, przesiewanie i mieszanie materiału skalnego. Wszystkie te czynności powodują wprowadzanie dodatkowych błędów, które wraz z błędami pomniejszania próbki, wynikającymi z niejednorodności materiału skalnego, określa się jako błędy przygotowania próbki do analizy chemicznej. Formuła Gy pozwala na oszacowanie wielkości błędu pomniejszania skruszonego materiału pobranej próbki.

Do określenia minimalnej masy reprezentatywnej próbki pobieranej ze skruszonego materiału lub urobku dla oceny zawartości składnika użytecznego (lub w niektórych sytuacjach szkodliwego) stosuje się wzór:

$$Q_{0\min} = \frac{m \cdot f \cdot g \cdot l \cdot d_{5\%}^3}{\sigma_{OP}^2} \quad [\text{g}] \quad (5.3)$$

gdzie:  $Q_{0\min}$  – minimalna masa reprezentatywnej próbki pobranej z materiału skruszonego próbki złożowej lub z urobku [g],

$m$  – parametr składu mineralnego [ $\text{g}/\text{cm}^3$ ].

$$m = \frac{1 - \bar{x}_m}{\bar{x}_m} [(1 - \bar{x}_m) \cdot \gamma_m + \bar{x}_m \cdot \gamma_g] \quad [\text{g}/\text{cm}^3] \quad (5.4)$$

gdzie:  $\bar{x}_m$  – oszacowana zawartość średnia głównego minerału zawierającego oceniany składnik w złożu (w ułamku dziesiętnym) lub zawartość przewidywana jeśli złożo jest dopiero rozpoznawane,

$\gamma_m, \gamma_g$  – gęstości właściwe odpowiednio: minerału zawierającego oceniany składnik i skały płonnej [ $\text{g}/\text{cm}^3$ ],

$f$  – parametr formy okruszków [bezwymiarowy]; w praktyce dla okruszków o formie płytek przyjmuje się  $f = 0,2$ , a dla okruszków o formie kulistej  $f = 0,5$ ,

- $g$  – parametr składu ziarnowego [bezwymiarowy], wyrażający rozkład wielkości okruchów; w praktyce przyjmuje się  $g$  w zależności od wzajemnej relacji średnic (zastępczych) okruchów największych ( $d_{\max}$ ) i najmniejszych ( $d_{\min}$ ) według poniższego zestawienia:

$$\begin{aligned} \text{dla } d_{\max} > 4d_{\min} - g &= 0,25 \\ \text{dla } 4d_{\min} < d_{\max} < 2d_{\min} - g &= 0,5 \\ \text{dla } 2d_{\min} < d_{\max} < d_{\min} - g &= 0,75 \\ d_{\max}d_{\min} - g &= 1 \end{aligned} \quad (5.5)$$

- $l$  – parametr uwolnienia ziaren mineralnych ze zrostów [bezwymiarowy], wyznaczany ze wzoru:

$$l = \left( \frac{d_L}{d_{5\%}} \right)^b \quad (\text{dla } d_L < d) \quad (5.6)$$

dla  $d_L \geq d_{5\%}$  przyjmuje się  $l = 1$

- gdzie:  $d_L$  – średnica zastępcza najmniejszych skupień minerału zawierającego szacowany składnik użyteczny (szkodliwy) [cm],
- $d_{5\%}$  – wymiar kwadratowego oczka sieci zatrzymującego 5% materiału urobku [cm]; w praktyce można przyjąć średnicę zastępczą największych okruchów [cm],
- $b$  – parametr wyznaczany eksperymentalnie dla konkretnego złoża:  $0 \leq b \leq 3$ , nie dysponując badaniami eksperymentalnymi jako pierwsze przybliżenie można przyjąć  $b = 1,5$ ,
- $\sigma_{RP}$  – założony, dopuszczalny, relatywny błąd standardowy pobrania próbki z materiału skruszonego (w postaci ułamkowej).

Podana formuła (5.3) może być stosowana jedynie do określania masy reprezentatywnej próbki wtórnej pobieranej z próbki pierwotnej pobranej ze złoża po jej skruszeniu lub próbki z urobku. Nie może być ona stosowana do projektowania masy próbek pobieranych ze złoża *in situ*<sup>2</sup>. Warunkiem jej stosowania jest bowiem wymieszanie okruchów, powodujące zanik więzi autokorelacyjnych zawartości szacowanego składnika w poszczególnych porcjach opróbowywanego materiału.

W przedstawionej formule obliczeniowej najtrudniejsze jest określenie współczynnika oswobodzenia ziaren mineralnych ze zrostów oraz średnicy  $d_{5\%}$  w materiale skruszonym. Mogą one być obarczone błędem rzutującym na dokładność oceny mas próbek repre-

---

<sup>2</sup> Formuła P. Gy w swojej oryginalnej postaci została opracowana do opróbowania urobku. Pobierane z niego próbki określane są jako „pierwotne”. W przypadku próbki pobieranych ze złoża staje się ona „pierwotną” po jej wstępnym skruszeniu

zentywnych oraz błędów opróbowania pierwotnego i wtórnego. Z tego względu wyniki zastosowań tej i pozostałych formuł teoretycznych Gy powinny być weryfikowane okresowo badaniami eksperymentalnymi.

Błąd pobrania próbki z materiału skruszonego lub pobrania próbki z urobku definiowany jest jako różnica między zawartością składnika użytecznego (szkodliwego) w próbce pobranej ( $p_0$ ) i zawartością tego samego składnika użytecznego (szkodliwego) w całości opróbowanego materiału ( $p_U$ ). Błąd ten wyrażony w formie relatywnej ma postać:

$$\varepsilon_{OP} = \frac{p_0 - p_U}{p_U} \quad (5.7)$$

i może być scharakteryzowany jedynie przez dającą się oszacować jego wariancję:

$$\sigma_{OP}^2 = \frac{1}{Q_0} m \cdot f \cdot g \cdot l \cdot d_{5\%}^3 \quad (5.8)$$

gdzie:  $\sigma_{OP}^2$  – wariancja relatywnego błędu pobrania próbki pomniejszonej,  
 $Q_0$  – masa skruszonej wstępnie próbki pobranej ze złoża lub próbki z urobku (próbki pierwotnej), a znaczenie pozostałych symboli jak we wzorze [5.3].

Kolejne etapy pomniejszania próbek można określić jako pobieranie próbek wtórnych (opróbowanie wtórne). Błąd takiego opróbowania wtórnego ( $\varepsilon_{OW}$ ) jest definiowany jako różnica względna między zawartością składnika użytecznego w próbce pierwotnej urobkowej lub skruszonego i dokładnie wymieszanego materiału pochodzącego z próbki pobranej ze złoża *in situ* ( $p_0$ ) i w próbce analitycznej (lub naważce), w której dokonuje się oznaczenia interesującego składnika ( $p_N$ ):

$$\varepsilon_{OW} = \frac{p_N - p_0}{p_0} \quad (5.9)$$

Składa się on z dwóch rodzajów błędów:

- nieuniknionego, nawet w warunkach rygorystycznego przestrzegania stosownych zasad i procedur, błędu powstającego w trakcie redukcji masy próbki pierwotnej do masy próbki analitycznej (naważki), spowodowanego przez niejednorodność materiału skalnego,
- błędu wprowadzanego w trakcie wszelkich operacji towarzyszących redukcji masy (przesiewania, suszenia, kruszenia, ważenia i mieszania materiału próbki).

Ten pierwszy, niemożliwy do wyeliminowania błąd nosi nazwę błędu fundamentalnego, a jego miarą jest wariancja błędu fundamentalnego [ $\sigma_F^2$ ]. Badania eksperymentalne dowiodły, że maksymalna wariancja całkowitego błędu przygotowania próbki do analizy chemicznej  $\sigma_{T \max}^2$  obejmującego oba wymienione rodzaje błędów nie przekracza podwo-

jonej wariancji błędu fundamentalnego:  $\sigma_{T \max}^2 = 2\sigma_F^2$  tzn.  $\sigma_{T \max} = \sqrt{2}\sigma_F$ . Tę graniczną, maksymalną wartość całkowitego błędu standardowego (relatywnego) przyjmuje się jako „bezpieczną” miarę dokładności całego procesu przygotowania próbki do analizy chemicznej. Wariancję relatywnego błędu fundamentalnego (w ułamku) określa się z formuły wyprowadzonej na drodze teoretycznej przez Gy:

$$\sigma_F^2 = \sum_{i=1}^N \left( \frac{1}{Q_i} - \frac{1}{Q_{i-1}} \right) \cdot m \cdot f \cdot g \cdot l_i \cdot d_i^3 \quad (5.10)$$

gdzie:  $N$  – liczba etapów redukcji wielkości ziaren (okruchów) próbki (etapów rozdrabniania po których następuje pomniejszanie próbki),

$Q_i$  – masa próbki po  $i$ -tym etapie kruszenia ziaren (okruchów) i pomniejszeniu masy próbki [g],

$Q_0$  – masa próbki pierwotnej (dla  $i = 1$ ) pobranej z urobku lub masa skruszonego i wymieszanego materiału próbki pobranej ze złoża *in situ* [g],

$m$  – parametr składu mineralnego [ $\text{g}/\text{cm}^3$ ] [5.4],

$f$  – parametr formy okruchów,

$g$  – parametr składu ziarnowego [5.5],

$l_i$  – parametr uwolnienia ziaren mineralnych ze zrostów określane oddzielnie po każdym etapie kruszenia materiału próbki [5.6],

$d_i$  – wymiar kwadratowego oczka sieci zatrzymującego 5% materiału próbki po  $i$ -tym etapie kruszenia [cm].

Przy założeniu normalności rozkładu błędów, całkowity standardowy błąd przygotowania próbki do analizy chemicznej wynosi  $\sigma_{T \max} = 1,41\sigma_F$  z prawdopodobieństwem 68,3%, lub  $\sigma_{T \max} = 2,82\sigma_F$  z prawdopodobieństwem 95%.

Proste przekształcenie wzoru 5.3 lub 5.8 prowadzi do formuł pozwalających określić maksymalną (dopuszczalną) średnicę (zastępczą) okruchów, do jakich należy rozdrobnić materiał urobku lub próbki, aby dokonać redukcji masy do założonej wielkości przy zachowaniu reprezentatywności próbki (pomniejszonej).

W przypadku opróbowania materiału zawierającego ziarna minerału użytecznego występującego w zrostach (przy założeniu, że  $d_L < d_{5\%}$  i  $b = 1,5$ ) wzór ma postać:

$$\blacksquare \quad d_{\max} = \left( \frac{Q_0 \cdot \sigma_{OP}^2}{m \cdot f \cdot g \cdot d_L^{1,5}} \right)^{2/3} \quad (5.11)$$

natomiast dla ziaren uwolnionych ze zrostów:

$$\blacksquare \quad d_{\max} = \sqrt[3]{\frac{Q_0 \cdot \sigma_{OP}^2}{m \cdot f \cdot g}} \quad (5.12)$$

## 5.2. Czynności związane z przygotowaniem próbki do analizy

### 5.2.1. Zadania czynności związanych z przygotowaniem próbki do analizy

Czynności związane z przygotowaniem próbki do analizy obejmują: suszenie, rozdrabnianie, przesiewanie, mieszanie i pomniejszanie.

Suszenie próbki ma na celu doprowadzenie materiału próbki do stanu sypkości, co ma ułatwić jego przejście przez urządzenie rozdrabniające i pomniejszające.

Mieszanie ma na celu zmniejszenie błędów przy pomniejszaniu próbki wskutek doprowadzenia materiału do stanu względnej jednorodności, tzn. takiego stanu, w którym materiał wykazuje jednakowy lub przynajmniej zbliżony skład we wszystkich porcjach próbki.

Rozdrobnienie daje podstawę do pomniejszenia próbki, która winna być w każdym studium pomniejszania miarodajna, tzn. spełniać odpowiednią relację między masą i wielkością ziaren (np. w myśl formuły Czeczotta lub nowszej formuły Gy).

Przesiewanie stosuje się do wydzielenia nadziarna (tzn. ziaren o średnicy większej od przewidzianej dla materiału rozdrobnionego) w celu dodatkowego jego skruszenia. Kruszenie materiału skalnego jest czynnością najkosztowniejszą w procesie przygotowania próbki do analizy chemicznej, dlatego dąży się do pomniejszania materiału próbki jeśli tylko stopień jej skruszenia na to pozwoli.

Pomniejszanie, czyli redukcja masy próbki, polega na wydzieleniu z niej porcji reprezentatywnej pod względem składu chemicznego. Stopień pomniejszenia zależy od zastosowanej metody, np. przy metodzie kwartowania pomniejszenia następuje w proporcji 1:2, zaś przy metodzie porcji może być teoretycznie dowolny.

Czynności te winny zapewnić reprezentatywność próbki pomniejszonej, tzn. zagwarantować – w granicach wymaganej dokładności – podobieństwo składu chemicznego w próbce pierwotnej i pomniejszonej. Szansa, że obie próbki będą miały zbliżony skład zależy m.in. od zmienności analizowanego składnika, rozdrobienia ziaren i ich wymieszania.

### 5.2.2. Rozdrabnianie

Sposób rozdrabniania próbki zależy od średnicy okruchów, z jakich się składa próbka pierwotna, i średnicy ziaren, jakie chcemy uzyskać po rozdrobieniu. Wykonuje się je ręcznie lub za pomocą urządzeń mechanicznych: kruszarek szczękowych, gniotowników, młynów tarczowych, stożkowych, kulowych, wreszcie w młódkach. Urządzenia te są analogiczne do stosowanych przy przeróbce mechanicznej kopalni, ale zminiaturyzowane, dostosowane do potrzeb laboratoryjnych. Zasady działania tych urządzeń przedstawiane są w podręcznikach przeróbki mechanicznej.

Ze względu na wymiary po rozdrobieniu wyróżnia się cztery rodzaje ziaren:

- grube – wielkość ziarn do około 25 mm,
- średnie do około 5 mm,

- drobne do około 1 mm,
- bardzo drobne poniżej 1 mm.

**Rozdrabnianie grube** przeprowadza się ręcznie lub w kruszarkach szczękowych. Ręczne stosuje się, gdy próbka składa się z okruchów o wielkości ponad 10 cm. Do kruszenia używa się wówczas młotków lub ubijaków stalowych o masie 4–6 kg. Zalecane są młotki zaokrąglone, dające skoncentrowane uderzenie i powodujące powstawanie mniejszej ilości pyłu niepożądanego w początkowym okresie rozdrabniania. Rozdrabnianie grube wykonuje się na płytach stalowych o wymiarach co najmniej 1 × 1 m, obrzeżonych blaszanymi listwami wysokości do około 20 cm, które zapobiegają rozrzutowi ziaren na zewnątrz. Przy rozbijaniu ręcznym zwykle następuje znaczny rozrzut ziaren, powodujący częściową stratę materiału. Jest to jedna z przyczyn błędów popełnianych przy przygotowaniu próbki do analizy. Z tego powodu rozdrabniania ręcznego należy – w miarę możliwości – unikać, ograniczając je do rozkruszenia tylko największych okruchów, których nie może przyjąć kruszarka szczękowa.

Grube kruszenie mechaniczne odbywa się w kruszarkach (łamaczach) szczękowych.

Urządzeniem rozdrabniającym są tu dwie szczęki, z których jedna jest nieruchoma, a druga dociskana do niej okresowo przez obrót dokoła osi poziomej. Wymiar największych ziaren w materiale rozkruszonym zależy od szerokości szczeliny wypustowej między szczękami. Dobre kruszarki laboratoryjne mają regulację szerokości tej szczeliny. Niektóre nadają się również do rozdrabniania średniego.

**Rozdrabnianie średnie i drobne** wykonuje się za pomocą kruszarek walcowych (gniotowników). Ziarna ulegają rozdrobnieniu przez zgniatanie dwoma walcami stalowymi, między które dostają się poprzez lej wyspowy. Oba walce obracają się w przeciwnych kierunkach z nieco różną prędkością w celu zapobieżenia klinowaniu się ziaren. Wielkość uzyskiwanych ziaren można regulować zmieniając odstęp między walcami.

Do **rozdrabniania drobnego** stosuje się młyny stożkowe, tarczowe, kulowe, prętowe oraz młotki mechaniczne. Młyny stożkowe są urządzeniami bardzo uniwersalnymi, w niektórych typach można otrzymać zarówno ziarna bardzo drobne, jak i drobne. Materiał próbki jest rozdrabniany między karbowanymi powierzchniami dwu stożków. Jeden z nich jest nieruchomy, drugi obraca się w jego wnętrzu. Przez płytsze lub głębsze wprowadzenie jednego stożka w drugi można regulować szerokość szczeliny między nimi, a tym samym uziarnienie materiału rozdrobnionego. Zaletą tych urządzeń jest ich duża wydajność.

Młyny tarczowe mają dwie tarcze ustawione pionowo, z których jedna jest nieruchoma, a druga obraca się na osi poziomej. Materiał próbki wsypywany do młyna przez lej wyspowy dostaje się między te tarcze i zostaje między nimi roztarty. Wadą tych młynów jest powstawanie w trakcie ich pracy dużych ilości pyłu, co powoduje dużą stratę materiału próbki. Są też trudne do czyszczenia, a ponadto łatwo zachodzi w nich zanieczyszczenie próbki materiałem ze ścierających się szybko tarcz.

W przypadku, gdy badamy kopalinę na zawartość żelaza, zwłaszcza gdy jego zawartość jest nieduża, konieczne jest stosowanie tarcz z tworzyw nie zawierających tego metalu, np. ceramicznych.

Młyny kulowe mają postać cylindrycznych bębnow, porcelanowych lub stalowych.

Bębny te ustawia się poziomo na łożyskach i wprawia w ruch obrotowy wokół osi. Do cylindrów wsypuje się przeznaczoną do rozdrobnienia próbkę wraz z pewną liczbą kul porcelanowych lub stalowych. Przy odpowiednio dobranej prędkości obrotu bębna kule zostają podniesione wraz z materiałem próbki na pewną wysokość, po czym spadają na jego dno. Materiał próbki ulega rozdrobnieniu w wyniku rozbijania ziaren przez spadające kule, a ponadto wskutek rozcierania pomiędzy kulami a ścianą bębna oraz ścierania wzajemnego ziaren. Młyny te pozwalają na osiągnięcie znacznego stopnia rozdrobnienia. Ujemną ich stroną jest powolność rozdrabniania, trudne wyładowanie rozdrobnionej próbki, trudne czyszczenie młyna oraz konieczność odsiewania rozdrobnionego materiału od kul.

**Rozdrabnianie bardzo drobne** niewielkich ilości materiału przeprowadza się w młynkach mechanicznych. Próbkę umieszcza się w misie, w której rozciera ją ucierak poruszający się ruchem kołowym.

Przy mechanicznym rozdrabnianiu próbek należy przestrzegać dokładnego czyszczenia urządzenia po każdej próbce. Pozostawianie choćby niewielkich ilości materiału powoduje zanieczyszczenie próbek następnych i sfalszowanie wyników. Czyścić należy zarówno części robocze urządzenia, jak i pojemnik do którego wsypuje się rozdrobnioną próbkę. Drobny pył zwłaszcza z miejsc trudniej dostępnych, wydmuchuje się sprężonym powietrzem lub odsysa odkurzaczem, następnie wyciera suchą, miękką szmatką.

Należy stosować takie urządzenia, które powodują jak najmniejszy rozrzut, czyli jak najmniejsze straty materiału. Straty zwykle są wysokie i dochodzą do 10%. Zmniejsza się więc reprezentatywność próbki.

### 5.2.3. Przesiewanie materiału skalnego

Przed wprowadzeniem do urządzenia rozdrabniającego próbkę przesiewa się przez sito o takim wymiarze oczek, jaki mają mieć ziarna po zakończeniu rozdrabniania. Materiał przesiany nie wymaga rozdrobnienia, a do urządzenia wsypuje się tylko grubszy, zatrzymujący się na sicie. Operacja ta ma na celu uniknięcie przerabiania materiału już rozkruszonego. Oszczędza się w ten sposób czas i zmniejsza koszty rozdrabniania, które zwykle są wysokie z powodu dużego zużycia energii.

Materiał odbierany z urządzenia rozdrabniającego przesiewa się przez sito o wymiarze oczek odpowiadającym maksymalnej średnicy ziaren, jakie mogą wystąpić w próbce pomniejszonej.

Okruchy zatrzymujące się na sicie (tzw. nadziarno) z powrotem wsypuje się do urządzenia w celu ponownego ich rozkruszenia. Czynność tę powtarza się tak długo, aż całość materiału zostanie przesiana przez sito.

#### 5.2.4. Mieszanie (homogenizacja) próbek

Próbka przed pomniejszeniem musi być dokładnie wymieszana, tak by jej skład w różnych jej porcjach był możliwie zbliżony. Szczególnie dobrze muszą być wymieszane próbki złożone z ziaren o różnej wielkości, a także o różnej gęstości właściwej, ponieważ wtedy występuje bardzo wyraźna tendencja do segregacji ziaren cięższych i lżejszych.

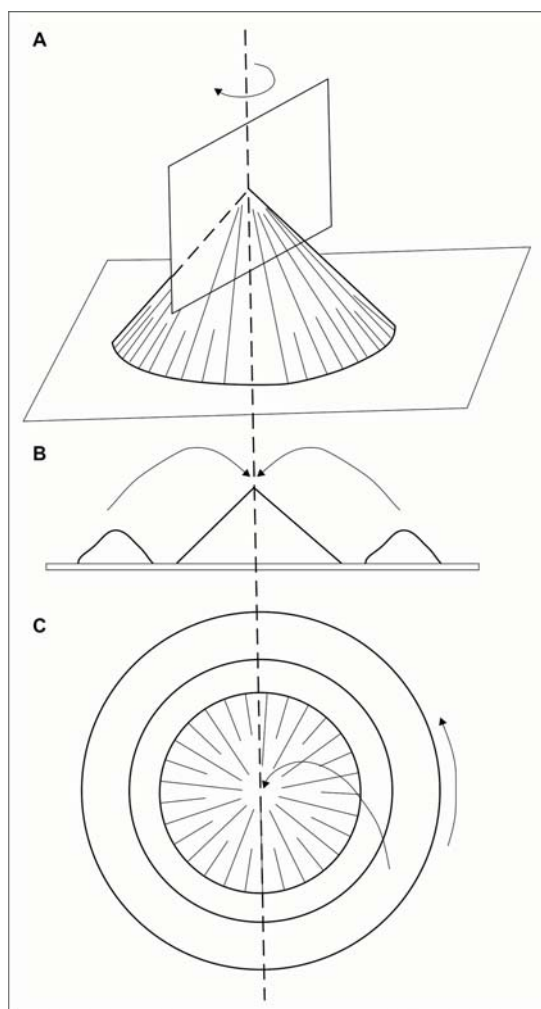
Mieszanie przeprowadza się częściej ręcznie, rzadziej mechanicznie. Jeśli ilość materiału jest duża przeprowadza się je metodą pierścienia i stożka (rys. 5.1). W przypadku bardzo dużych próbek przeprowadza się to na pomoście z heblowanych desek lub blachy, a przy ilości kilkukilogramowej – na stole o gładkiej powierzchni, pokrytym blachą lub plastikiem. Materiał próbki usypuje się w stożek przesypując go przez pionowo ustawiony lej, sztywno zawieszony na pewnej wysokości. Szczególnie należy zwrócić uwagę, aby materiał próbki był sypany centrycznie, zapewnia to bowiem równomierny jego rozrzut na całej poboczniczy stożka. Nierównomierny rozrzut materiału może być źródłem systematycznych błędów przy pomniejszaniu. Usypany stożek rozkręca się za pomocą deski lub łopaty ustawionej pionowo i wciskanej stopniowo wzdłuż jego osi aż do podstawy z jednoczesnym obrotem wokół niej (rys. 5.1).

W ten sposób stożek przekształca się w pierścień leżący na zewnątrz pierwotnej podstawy stożka. Z kolei materiał z pierścienia przesypuje się łopata lub szufelką z powrotem do środka i usypuje stożek, przy czym bierze się materiał od strony wewnętrznej pierścienia, przesuwać się po obwodzie tak długo, aż całość zostanie przesypana. Zebrany materiał zsypuje się na stożek centrycznie w taki sposób, aby rozsypał się równomiernie na wszystkie strony. Po przesypaniu całego materiału stożek znów się rozkręca. Czynności te powtarza się 3–4 razy.

Mieszanie próbek mniejszych, kilkukilogramowych najlepiej jest wykonać na płachcie plastikowej lub ceracie, przesypując próbkę za pomocą podnoszenia na przemian jej rogów leżących po przekątnej. Mieszanie przeprowadzane tym sposobem musi być wykonywane bardzo starannie. Należy zwłaszcza zwracać uwagę, aby w trakcie tego zabiegu całość materiału była przesypana poza środek płachty, gdyż inaczej nie nastąpi dobre wymieszanie próbki.

Mieszanie można wykonać także za pomocą urządzeń mechanicznych. W tym celu wykorzystuje się młyny kulowe, do których wsypuje się próbkę bez kul. Dobre wymieszanie uzyskuje się zwykle po kilkunastu minutach nieprzerwanego ruchu bębna. Dokładniejsze wymieszanie uzyskuje się w specjalnych bębnach mieszalniczych. We wszystkich urządzeniach mechanicznych dobre wymieszanie zależy od prędkości obrotu mieszalnika. Musi być ona tak dobrana, aby ziarna nie przylgnęły do ścian w wyniku działania siły odśrodkowej i żeby nie zachodziła segregacja materiału w wyniku zbyt wolnego przesypania. Urządzenie po każdej próbce musi być dokładnie wyczyszczone. Mieszanie próbki ma ogromne znaczenie dla jej reprezentatywności.





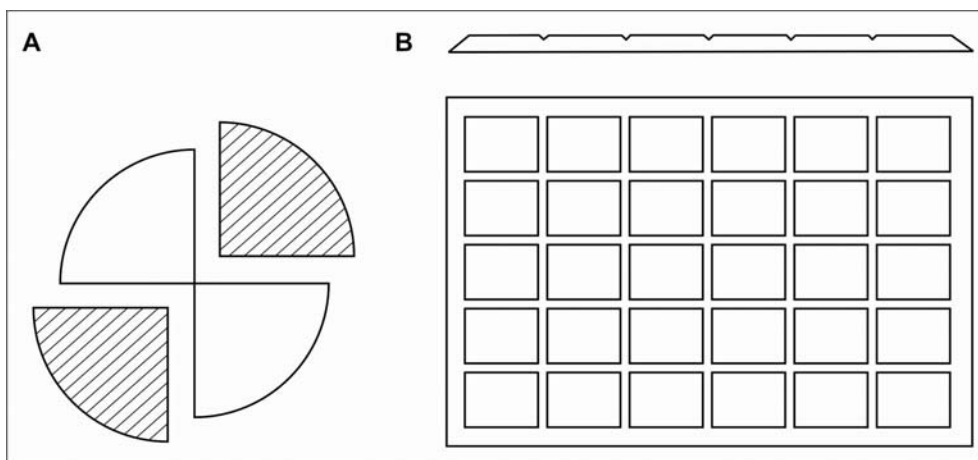
**Rys. 5.1.** Mieszanie próbki metodą stożka i pierścienia

A – rozkręcanie stożka, B – stożek i pierścień w przekroju, C – zbieranie materiału z pierścienia na stożek

### 5.2.5. Pomniejszanie próbek

Pomniejszanie przeprowadza się ręcznie albo za pomocą specjalnych urządzeń. Ręcznie wykonuje się metodą kwartowania lub metodą porcji (rys. 5.2).

W metodzie kwartowania (rys. 5.2a) po usypaniu próbki w stożek, tak jak przy mieszaniu, spłaszcza się go w kolistą tarczę (np. deską). Następnie dzieli się na cztery równe części krzyżakiem zrobionym z dwu prostopadle ustawionych desek lub listew blaszanych o szerokości większej od grubości spłaszczonego stożka. Porcje materiału z dwu przeciwległych wycinków uważa się za próbkę, a z dwu pozostałych za odpady. Takie postępowanie



Rys. 5.2. Pomniejszanie próbki metodą kwartowania (A) i metodą porcji (B)

jest konieczne, gdyż nigdy nie daje się osiągnąć idealnego wymieszania próbki i rozmieszczenie składnika użytecznego w dzielonym materiale jest nierównomierne.

Metodą kwartowania uzyskuje się dwukrotne zmniejszenie masy próbki. Jeśli pomniejszanie ma być przeprowadzone kilkakrotnie, to przed każdym próbką powinna być wymieszana.

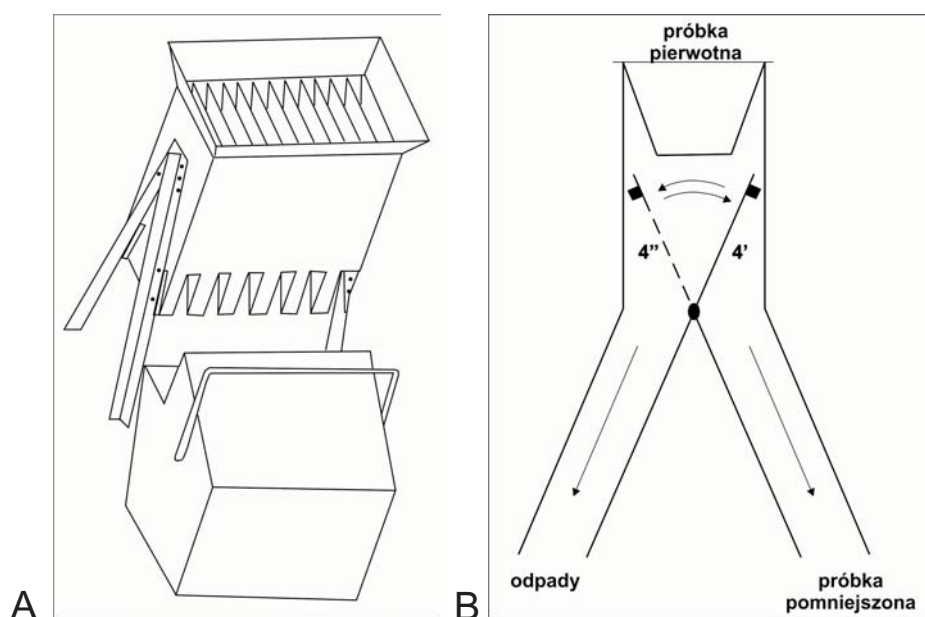
Często zalecanym sposobem pomniejszania jest metoda porcji (rys. 5.2b). Rozdrobnioną próbkę rozsypuje się w formie prostokątnej warstwy o stałej grubości 3–5 razy większej od wymiarów najgrubszych ziaren. Powierzchnię prostokąta dzieli się na 20–30 równych części, zaznaczając na niej za pomocą pręta lub blachy pasy podłużne i poprzeczne. Do dalszych badań pobiera się próbkę pomniejszoną w dwojaki sposób albo:

- całość materiału z wybranych w sposób przypadkowy (wylotowanych) części,
- z każdego wycinka porcję tak dużą by w sumie otrzymać łączną próbkę o żądanej masie

Zaletami tej metody są: duża dokładność i możliwość uzyskania od razu próbki kilkakrotnie pomniejszonej oraz mała pracochłonność. Wielkość porcji i ich liczbę można określić metodami statystycznymi.

Pomniejszanie ręczne jest czynnością pracochłonną. Reprezentatywność pomniejszonej próbki zależy od staranności i sumienności pracownika, który je wykonuje. Niedogodności te zostają usunięte przy zastosowaniu urządzeń mechanicznych. Usprawnienie pomniejszania ręcznego uzyskuje się przykładowo za pomocą aparatu Jonesa lub pomniejszacza klapowego (rys. 5.3).

Aparat Jonesa (rys. 5.3A) jest skrzynką podzieloną parzystą liczbą przegródek na wąskie przedziały o pochyłym dnie i o wylotach skierowanych na przemian w przeciwnie strony. Rozdrobnioną próbkę zsypane do aparatu z szufli, której szerokość powinna odpowiadać szerokości aparatu. Na szufli materiał powinien być rozmieszczony równomiernie, tak aby dostawał się do poszczególnych przedziałów jednakowymi porcjami. Przesypany przez aparat materiał zbierany jest do dwu pojemników ustawionych po obu stronach aparatu pod



Rys. 5.3. Aparat Jonesa (A) i pomniejszacz kłapowy (B)

wylotami przedziałów. Materiał z jednego pojemnika traktowany jest jako próbka, a z drugiego stanowi odrzut.

Jeśli mamy próbkę kilkakrotnie zmniejszyć, to parokrotnie przepuszczamy ją przez aparat; aż do uzyskania pożądanej masy. Niekiedy w tym celu stosuje się tzw. urządzenia kaskadowe, czyli zespół aparatów Jonesa ustawionych jeden pod drugim.

W pomniejszacz kłapowym (rys. 5.3B) materiał próbki kierowany jest przewodem rozgałęziającym się na dwa kanały. Nad rozgałęzieniem umieszczona jest kłapa poruszająca się wahadłowo, zamykająca na przemian oba rozgałęzienia. Jednym z nich dostarczana jest porcja materiału z której pobiera się próbkę pomniejszoną, drugim odpad.

Duża pracochłonność kruszenia i pomniejszania sprawia, że dąży się do skonstruowania urządzeń automatycznie wykonujących te czynności. Działanie ich polega na pobieraniu ze strumienia sypanego rozdrobnionego materiału drobnych porcji w równych odstępach czasu. Porcje te składają się na pomniejszoną próbkę, zatem jest tu stosowana podstawowa zasada opróbowania, że należy pobierać dużo małych próbek równomiernie rozmieszczonych w masie opróbowanego materiału. Ich zaletą jest realizacja poszczególnych operacji bez ingerencji człowieka, w jednym ciągu czynności, co umożliwia uzyskanie wysokiej reprezentatywności próbki. Mają one także tę zaletę, że pozwalają uzyskać próbkę wielokrotnie pomniejszoną w trakcie jednej operacji.

Podstawowe czynności, metody i urządzenia stosowane w trakcie przygotowania próbki do analizy chemicznej ujęto w formie syntetycznej w tabeli 5.2.

**Tabela 5.2**

Zestawienie czynności i metod przygotowania próbki do analizy chemicznej

I. Rozdrabnianie		II. Przesiewanie	III. Mieszanie	IV. Pomniejszanie
Typ rozdrobnienia i maksymalna średnica (d) ziarn po rozdrobnieniu	Metody i urządzenia	Metody i urządzenia	Metody i urządzenia	Metody i urządzenia
1. Grube ( $d_{\max} = 25 \text{ mm}$ )	<ul style="list-style-type: none"> <li>■ ręczne (<math>d &gt; 10 \text{ cm}</math>)</li> <li>■ ubijaki mechaniczne</li> <li>■ kruszarki szczękowe</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>■ ręczne (sita)</li> <li>■ mechaniczne przesiewacze:                             <ul style="list-style-type: none"> <li>– płaskie</li> <li>– bębnowe</li> </ul> </li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>■ ręczne:                             <ul style="list-style-type: none"> <li>– metoda stożka i pierścienia</li> </ul> </li> <li>■ mechaniczne:                             <ul style="list-style-type: none"> <li>– aparat Jonesa</li> <li>– młyny kulowe</li> <li>– bębny mieszalnicze</li> </ul> </li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>■ ręczne metody:                             <ul style="list-style-type: none"> <li>– kwartowania</li> <li>– porcji</li> </ul> </li> <li>■ mechaniczne pomniejszające:                             <ul style="list-style-type: none"> <li>– obrotowe</li> <li>– kłapowe</li> <li>– bębnowe</li> </ul> </li> </ul>
2. Średnie ( $d_{\max} = 5 \text{ mm}$ )	<ul style="list-style-type: none"> <li>■ kruszarki walcowe</li> </ul>			
3. Drobne ( $d_{\max} = 1 \text{ mm}$ )	<ul style="list-style-type: none"> <li>■ kruszarki walcowe</li> <li>■ młyny stożkowe</li> </ul>			
4. Bardzo drobne ( $d_{\max} = 0,1 \text{ mm}$ )	<ul style="list-style-type: none"> <li>■ młyny (stożkowe, kulowe, prętowe)</li> <li>■ moździerz</li> </ul>			

### 5.3. Schemat przygotowania próbki do analizy chemicznej











Schemat przygotowania próbki do analizy chemicznej stanowi graficzną formę prezentacji za pomocą umownych symboli i znaków rodzaju i kolejności czynności wykonywanych od momentu pobrania próbki pierwotnej ze złoża do momentu uzyskania próbki analitycznej, tzn. próbki, z której pobiera się naważkę do analizy chemicznej. Schemat taki powinien być sporządzony już w początkowej fazie badania złoża, w trakcie projektowania oprobowania.

Teoretycznie próbkę pierwotną można poddać w całości, bezpośrednio po pobraniu, rozdrobnieniu do rozmiarów ziarna analitycznego i następnie po wymieszaniu pobrać z niej próbkę analityczną. Postępowanie takie byłoby jednak całkowicie nieracjonalne ze względu na znaczne zużycie energii i pracochłonność przedsięwzięcia, a w konsekwencji na ogromne koszty operacji. Aby temu zapobiec, rozdrabnianie próbki prowadzi się etapami, pomniejszając ją sukcesywnie po każdym etapie rozdrobnienia. Kilkuetapowe rozdrabnianie i pomniejszanie próbki powoduje, że ilość materiału poddawanego obróbce jest coraz mniejsza, a zatem zużycie energii i poniesione koszty w kolejnych etapach niższe.

Każde stadium przygotowania próbki do analizy chemicznej, a w szczególności czynność pomniejszania, wnosi pewne błędy, które mogą się sumować i znosić. Błąd powstający w wyniku akumulacji błędów wnoszonych w poszczególnych stadiach nie powinien przekroczyć z określonym prawdopodobieństwem pewnej z góry założonej wartości.

Przy opracowaniu schematu przygotowania próbki należy uwzględnić następujące elementy: wybór formuły określającej wielkość próbki miarodajnej w poszczególnych etapach

jej rozdrabniania oraz dobór urządzeń i metod przygotowania próbki. Podstawowe symbole graficzne stosowane w schemacie zestawiono na rysunku 5.4.

Operacja	Symbol	Sposób wykonania
Rozdrabnianie		kruszenie
		mielenie
		mielenie rozcieranie
Przesiewanie		ręczne lub mechaniczne
		
Mieszanie		(na schematach na ogół nie znaczone)
Pomniejszanie		kwartowanie
		pomniejszanie aparatem Jonesa
		pomniejszanie mechaniczne
		pomniejszanie metodą porcji

**Rys. 5.4.** Symbole graficzne stosowane w schematach przygotowania próbki do analizy chemicznej

Układanie schematu rozpoczyna się od sprawdzenia, czy próbka od razu nie może być pomniejszona. Jeśli postępuje się w myśl formuły Czeczotta i pomniejszanie przeprowadza się metodą kwartowania, spełniony do tego musi być warunek:  $Q > 2kd^2$ . Jeśli nie jest on spełniony, wówczas próbka musi być skruszona do takiej średnicy ziarn, by masa próbki pomniejszonej po skruszeniu ziarn spełniała warunek  $Q_p > kd_p^2$  (gdzie  $d_p$  odpowiednia maksymalna średnica ziarn po skruszeniu). Operacje kruszenia i pomniejszania mogą być kontynuowane aż do uzyskania takiego stopnia rozdrobnienia ziarn, przy którym możliwe jest pobranie próbki o masie wymaganej do badań.

Odpowiednio układa się schemat przygotowania próbki do analizy z wykorzystaniem formuły Gy, musi jednak być określony dopuszczalny błąd przygotowania próbki do analizy oraz jej parametry  $m$ ,  $f$ ,  $g$ ,  $l$  (wzór 5.3). Masa próbki pomniejszonej, reprezentatywnej powinna spełniać warunek:

$$Q_p \geq \frac{m \cdot f \cdot g \cdot l}{\sigma_T} d_{5\%}^3 \quad (5.13)$$

Częściej formułę Gy stosuje się do oceny błędów przygotowania próbki do analizy.

**Schemat przygotowania próbki pobranej ze złoża do analizy chemicznej na zawartość Zn**

Ze złoża Zn-Pb pobrano próbkę o masie  $Q_0 = 10$  kg. Zmienność zawartości Zn wyrażona współczynnikiem zmienności wynosi  $v = 40\%$ . Stosując formułę Czeczotta (wzór 5.2), w której przyjęto zgodnie z tabelą 5.1 wartość współczynnika  $k = 0,2$ , opracowano schemat przygotowania próbki do analizy chemicznej prowadzący do otrzymania dwóch próbek analitycznych o masie  $Q_{a1} = Ma_2 = 0,2$  kg każda i średnicy ziaren nie większej od 0,1 mm.

Materiał próbki będzie kruszony w 3 etapach z zastosowaniem następujących urządzeń (w nawiasach podano maksymalne średnice ziaren po rozdrobieniu i odpowiadające im zgodnie z formułą Czeczotta wielkości pomniejszonych próbek miarodajnych):

- etap 1 – kruszarka walcowa ( $d_{1\max} = 5$  mm i  $Q_{1\min} = 5,0$  kg),
- etap 2 – kruszarka walcowa ( $d_{2\max} = 1$  mm i  $Q_{2\min} = 0,20$  kg),
- etap 3 – młyn stożkowy ( $d_{3\max} = 0,1$  mm i  $Q_{3\min} = 0,002$  kg).

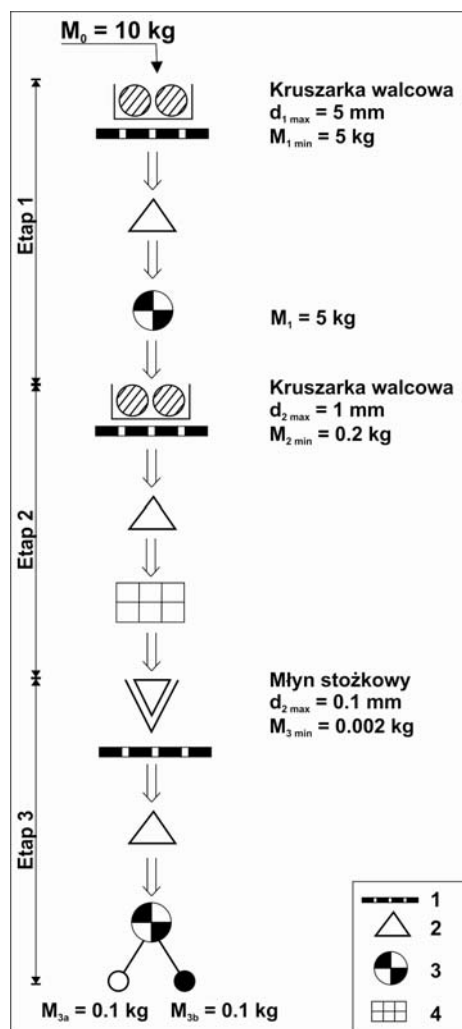
Pomniejszanie materiału próbki będzie wykonane po I i III etapie kruszenia metodą kwartowania, umożliwiającą każdorazowo połówkową redukcję masy próbki, a po II etapie metodą porcji.

Schemat przygotowania próbki do analizy chemicznej dla oznaczenia zawartości Zn skonstruowany przy założeniach przyjętych dla rozpatrywanego przykładu przedstawia rysunek 5.5.

**Schemat przygotowania próbki do oznaczenia zawartości Au**

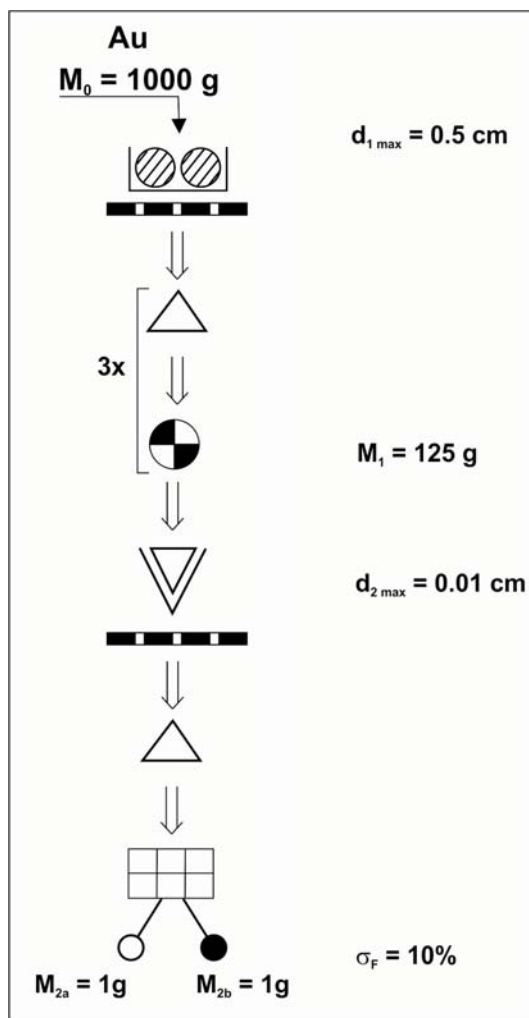
Pobierana jest próbka o masie:  $Q_o = 10^3$  g. Końcowa próbka pomniejszana przeznaczona do badań ma mieć masę  $Q_k = 1$  g. W schemacie przygotowania próbki do badań przewiduje się dwa etapy pomniejszania do masy  $10^2$  g i 1 g. Odpowiednio powinny być określone maksymalne wymiary ziarn do jakich próbka powinna zostać skruszona, by jej pomniejszanie było możliwe przy spełnieniu wymagań odnośnie dopuszczalnego błędu pomniejszania. Przyjęto następujące założenia:

- na podstawie obserwacji materiału próbki parametry: składu mineralnego  $m = 3,9 \times 10^6$  g/cm<sup>3</sup>, formy okruchów  $f = 0,2$ , składu ziarnowego  $g = 0,25$ ,
- błąd fundamentalny (pomniejszenia) próbki pierwotnej nie może przekroczyć 10% ( $\sigma_F = 10\%$ ), tzn. wariancja błędu fundamentalnego nie powinna być większa od 0,01 ( $\sigma_F^2 = 0,01$ ),
- wariancja błędu fundamentalnego dla pierwszego etapu pomniejszania nie może przekroczyć  $\sigma_{F1}^2 = 0,0075$  (tzn.  $\sigma_{F1} = 0,087 = 8,7\%$ ) natomiast dla drugiego etapu  $\sigma_{F2}^2 = 0,0025$  (tzn.  $\sigma_{F2} = 0,05 = 5,0\%$ ).



Rys. 5.5. Przykład schematu przygotowania próbki do analizy chemicznej na zawartość Zn opracowany na podstawie wzoru Czechtota

1 – przesiewanie, 2 – mieszanie, 3 – pomniejszanie próbki metodą kwartowania, 4 – pomniejszanie próbki metodą porcji,  $M_{3a} = M_{3b} = 0,1 \text{ kg}$  – próbki analityczne



Rys. 5.6. Schemat przygotowania próbki do analizy chemicznej dla oznaczenia zawartości Au (przykład opracowany na podstawie formuły Gy)

$\sigma_F$  – błąd standardowy pomniejszania próbki,  $M_{2a}$ ,  $M_{2b}$  – naważki



Określenie niezbędnego skruszenia materiału do pierwszego etapu pomniejszania oblicza się z przekształconego wzoru (5.10) przyjmując, że współczynnik uwolnienia ziarn mineralnych ze zrostów wynosi:  $l = \left(\frac{d_L}{d_{5\%}}\right)^{1,5}$

$$\sigma_{F1}^2 = \left(\frac{1}{Q_1} - \frac{1}{Q_0}\right) \cdot m \cdot f \cdot g \cdot \left(\frac{d_L}{d_1}\right)^{1,5} \cdot d_1^3$$

skąd:

$$d_{1 \max} = \frac{(\sigma_{F1}^2)^{2/3}}{\left(\left[\frac{1}{Q_1} - \frac{1}{Q_0}\right] \cdot m \cdot f \cdot g \cdot d_L^{1,5}\right)^{2/3}}$$

W podobny sposób określa się średnicę ziaren materiału próbki po drugim etapie kruszenia. Nie powinna ona przekraczać:

$$d_{2 \max} = \frac{(\sigma_{F2}^2)^{2/3}}{\left(\left[\frac{1}{Q_k} - \frac{1}{Q_1}\right] \cdot m \cdot f \cdot g \cdot d_L^{1,5}\right)^{2/3}}$$

Podstawiając dane do podanych wzorów otrzymuje się dopuszczalne średnice ziaren po obu etapach kruszenia:

$$d_{1 \max} = \frac{(0,0075)^{2/3}}{\left(\left[\frac{1}{100} - \frac{1}{1000}\right] \cdot 3,9 \cdot 10^6 \cdot 0,2 \cdot 0,25 \cdot 0,0005^{1,5}\right)^{2/3}} \text{ cm} = 0,527 \text{ cm} \cong 0,5 \text{ cm}$$

$$d_{2 \max} = \frac{(0,0025)^{2/3}}{\left(\left[\frac{1}{1} - \frac{1}{100}\right] \cdot 3,9 \cdot 10^6 \cdot 0,2 \cdot 0,25 \cdot 0,0005^{1,5}\right)^{2/3}} \text{ cm} = 0,011 \text{ cm} \cong 0,01 \text{ cm}$$

Na podstawie tych danych można skonstruować schemat przygotowania próbki do analizy chemicznej dla oznaczenia zawartości Au (rys. 5.6). Po I etapie kruszenia i 3-krotnym pomniejszeniu metodą kwartowania otrzymuje się próbkę o masie 125 g. Po jej zmieleniu do uzyskania ziarna o wymiarach  $< 0,01$  cm może być ona pomniejszona metodą porcji.

#### Ocena błędów przygotowania próbki do oznaczenia zawartości złota (złóże Cu-Ag LGOM)

Z rudy piaszczawej pobrano próbkę o masie 1 kg, którą pomniejszono do wielkości naważki o masie 1 g. W naważce oznaczono zawartość Au. Pomniejszanie próbki przeprowadzono w dwóch etapach:

- po pierwszym kruszeniu materiału do ziarn o maksymalnej średnicy  $d_1 = 0,5$  cm masa próbki została pomniejszona do  $Q_1 = 100$  g,
- po drugim kruszeniu materiału do ziarn o maksymalnej średnicy  $d_1 = 0,005$  cm masa próbki zostaje pomniejszona do wielkości naważki o masie  $Q_2 = 1$  g.

Stosując formułę Gy można ocenić teoretyczne wielkości standardowego błędu pomniejszania (błędu fundamentalnego) oraz całkowitego błędu przygotowania próbki do analizy chemicznej (standardowego i dla poziomu prawdopodobieństwa  $P = 0,95 = 95\%$ ).

Przyjęto następujące założenia i dane wejściowe:

- złoto występuje w formie rodzimej i wyłącznie w zrostach,
- średnia zawartość złota (przewidywana) w rozpatrywanej partii złoża wynosi  $\bar{x}_m = 5$  ppm =  $5 \times 10^{-6}$ ,
- gęstość właściwa złota wynosi:  $\gamma_m = 19,5$  g/cm<sup>3</sup>, natomiast piaskowca  $\gamma_g = 2,7$  g/cm<sup>3</sup>,
- dla obu etapów pomniejszania wartości parametrów  $f = 0,2$  i  $g = 0,25$ ,
- minimalna wielkość ziarn złota (średnica)  $d_L = 0,0005$  cm,
- dla określenia parametru  $l$  przyjęto zalecaną dla oceny zawartości Au wartość wykładnika  $b = 1,5$  (wzór 5.6).

Kierując się przyjętymi założeniami wartości parametrów  $m$  i  $l$  wynoszą:

$$m = \frac{1 - 5 \cdot 10^{-6}}{5 \cdot 10^{-6}} [19,5(1 - 5 \cdot 10^{-6}) + 2,7 \cdot 5 \cdot 10^{-6}] \text{ g/cm}^3 = 3,9 \cdot 10^6 \text{ g/cm}^3$$

$$l_1 = \left( \frac{0,0005}{0,5} \right)^{1,5} = 0,0000316, \quad l_2 = \left( \frac{0,0005}{0,005} \right)^{1,5} = 0,031623$$

Wariancja błędu pomniejszania próbki do analizy chemicznej (błędu fundamentalnego) dla obu etapów pomniejszania oddzielnie wynosi:

$$\sigma_{F1}^2 = \left( \frac{1}{Q_1} - \frac{1}{Q_0} \right) \cdot m \cdot g \cdot f \cdot l_1 \cdot d_1 = \left( \frac{1}{100} - \frac{1}{1000} \right) \cdot 3,9 \cdot 10^6 \cdot 0,2 \cdot 0,25 \cdot 0,0000316 \cdot 0,5^3 = 0,006932$$

stąd błąd fundamentalny standardowy dla pierwszego etapu:  $\sigma_{F1} = \sqrt{0,006932} = 0,0833 = 8,33\%$

$$\sigma_{F2}^2 = \left( \frac{1}{Q_2} - \frac{1}{Q_1} \right) \cdot m \cdot g \cdot f \cdot l_2 \cdot d_2 = \left( \frac{1}{1} - \frac{1}{100} \right) \cdot 3,9 \cdot 10^6 \cdot 0,2 \cdot 0,25 \cdot 0,031623 \cdot 0,005^3 = 0,000763$$

stąd błąd fundamentalny standardowy dla drugiego etapu:  $\sigma_{F1} = \sqrt{0,000763} = 0,0276 \approx 2,8\%$

Porównanie ocen błędów fundamentalnych dla obu etapów pomniejszania potwierdza generalną prawidłowość, polegającą na dominującym wpływie błędu wprowadzanego w pierwszym etapie pomniejszania na całkowity błąd pomniejszania.

Wariancja całkowitego błędu fundamentalnego dla obu etapów pomniejszania:

$$\sigma_F^2 = \sigma_{F1}^2 + \sigma_{F2}^2 = 0,006932 + 0,000763 = 0,007695$$

stąd całkowity błąd fundamentalny standardowy:  $\sigma_F = \sqrt{0,007695} = 0,0877 \approx 8,8\%$

Całkowity maksymalny błąd standardowy całego procesu przygotowania próbki do analizy chemicznej, obejmujący błędy wprowadzane w trakcie pomniejszania jej masy i wszystkich czynności jej towarzyszących, wynosi:

$$\sigma_T = \sqrt{2}\sigma_F = \sqrt{2} \cdot 8,77\% = 12,4\%$$

Zakładając normalny rozkład błędów można przyjąć, że dla poziomu prawdopodobieństwa  $P = 0,95$  całkowity błąd przygotowania próbki do analizy chemicznej nie przekroczy wartości:

$$\sigma_T(P = 0,95) = 2 \cdot \sigma_T = 24,3\%$$

Dla porównania, całkowite błędy standardowe przygotowania próbki do analizy chemicznej dla poziomu prawdopodobieństwa  $P = 0,95$ , przy przyjęciu innych wariantów stopnia skruszenia materiału w pierwszym etapie wynoszą:

- wariant I (mniej kosztowny – rozdrobnienie ziarn do maksymalnej średnicy  $d_1^I = 1,0$  cm) –  
 $\sigma_T^I(P = 0,95) = 39,6\%$ ,
- wariant II (bardziej kosztowny – rozdrobnienie ziarn do maksymalnej średnicy  $d_1^{II} = 0,2$  cm) –  
 $\sigma_T^{II}(P = 0,95) = 13,9\%$ .

Pierwszy, tańszy wariant postępowania, prowadzi do poważnych błędów przygotowania próbki; drugi droższy wariant postępowania skutkuje wysoką dokładnością całej procedury, ale i wzrostem pracochłonności oraz kosztów operacji rozdrabniania. Dobór optymalnego schematu przygotowania próbki winien być kompromisem między wymaganą dokładnością całego procesu oraz jego kosztami i pracochłonnością.

Podany przykład dowodzi, jak duże znaczenie dla poprawności całej procedury ma właściwe zaprojektowanie schematu przygotowania próbki do analizy chemicznej oraz jak niewielkim nakładem pracy i bez ponoszenia kosztów na badania eksperymentalne można – stosując formułę Gy – dobrać jego optymalną wersję.





## OPRÓBOWANIE POŚREDNIE ZŁOŻ

---

### 6.1. Metody wizualne

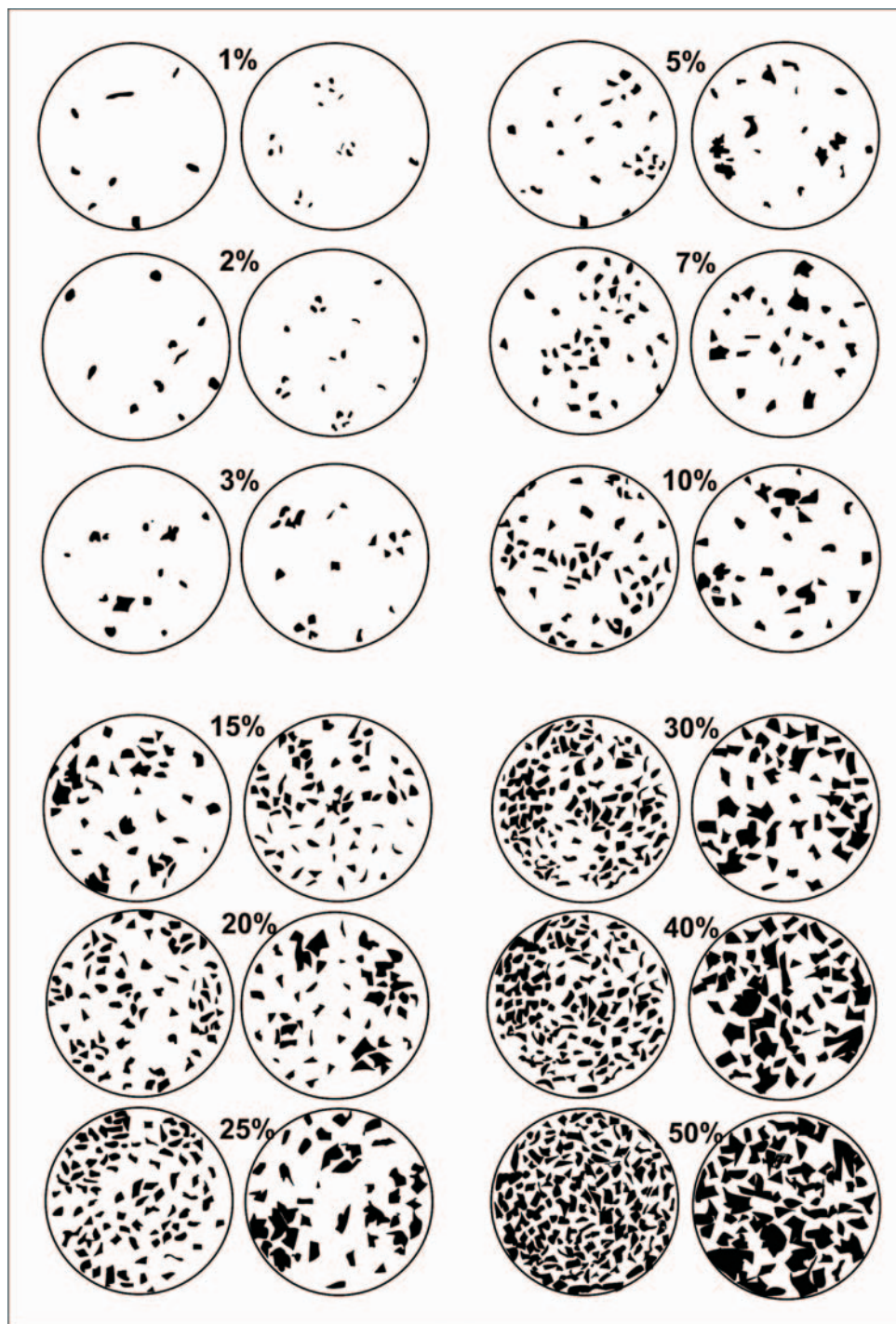
W trakcie profilowania rdzeni lub kartowania wyrobisk górniczych, jeśli minerał użyteczny występuje w dużych skupieniach, jego zawartość w skale wstępnie może być określona wizualnie. Często wykorzystuje się do tego wzorce graficzne (rys. 6.1). Oceniona w ten sposób zawartość wyrażona w procentach objętości wymaga przeliczenia na procenty wagowe. Jednocześnie ocenia się zawartość składnika użytecznego ( $p$ ) według wzoru:

$$p = \frac{P_{MU} a \gamma_{MU}}{100 \gamma_S} = k \cdot P_{MU} \quad (6.1)$$

gdzie:  $P_{MU}$  – oceniona zawartość minerału użytecznego,  
 $a$  – zawartość składnika użytecznego w czystym mineralu,  
 $\gamma_{MU}, \gamma_S$  – gęstości właściwe minerału użytecznego i skały goszczącej  
 $k$  – współczynnik przeliczeniowy:  $k = \frac{a \gamma_{MU}}{100 \gamma_S}$

Zazwyczaj ocena wizualna jest obciążona błędem subiektywnym. Jednak przeprowadzając wielokrotnie takie oznaczenia i porównując je z wykonanymi analizami chemicznymi można dojść do znacznej wprawy. Oceny wykonane przez wyszkolonego i sumiennego pracownika są zbliżone do wyników analiz chemicznych. Średnie obliczone na podstawie określeń wizualnych często różnią się nieznacznie od uzyskanych na podstawie rutynowego opróbowania złoża.

Przedmiotem oceny wizualnej są przede wszystkim duże skupienia mineralne. Pomijana jest drobna, trudno zauważalna impregnacja. Wskutek tego, jeśli składnik użyteczny występuje w skupieniach o bardzo zróżnicowanej wielkości, ocena taka jest zwykle nieco niższa od wyniku uzyskanego w laboratorium. Porównując wyniki łatwo można ustalić współczynnik poprawczy.



Rys. 6.1. Wzorce graficzne dla wizualnej oceny zawartości składnika użytecznego.

Zazwyczaj ocenę wizualną prowadzi się w trakcie pobierania próbek w celach kontrolnych. Duża niezgodność wyników oceny z wynikami analizy może wskazywać na złe wykonanie analiz lub pomyłki w przedstawieniu ich wyników (np. gdy pomyłono numery próbek albo błędnie obliczono wyniki analiz).

Ze względu na szybkość wykonywania metoda wizualna jest także stosowana do oceny jakości kopaliny w trakcie eksploatacji. Opróbowanie i badania laboratoryjne, wymagające zwykle dość znacznego czasu, mają w takich przypadkach ograniczone zastosowanie, uzyskuje się bowiem wyniki ze znacznym opóźnieniem. Wyższą dokładność oceny wizualnej można osiągnąć, gdy wykonuje ją kilka osób niezależnie, a z uzyskanych wyników oblicza średnią. Wskazane jest również dokonywanie oceny w wielu punktach, a następnie uśrednienie uzyskanych wyników.

W złożach, w których minerał użyteczny występuje w dużych skupieniach (w postaci gniazd lub żył), dających się przedstawić graficznie na profilach wyrobisk, ocenę jego zawartości uzyskujemy obliczając stosunek powierzchni przez nie zajętej do powierzchni danej części złoża. Można w tym celu posłużyć się fotoplanem ociosu, co znacznie podwyższa dokładność oszacowania, ponieważ eliminuje błędy odwzorowania. Sposób ten bywa stosowany np. w przypadku niektórych złóż pegmatytowych, złóż magnezytu, azbestu w serpentynitach.

Udoskonaloną metodę oceny wizualnej, nazwaną przez niego **opróbowaniem według typów kopaliny** zaproponował Iwanow (1959). Podstawą tej metody jest obserwacja, że w wielu złożach na podstawie składu mineralnego i cech strukturalno-teksturalnych daje się wydzielić szereg typów kopaliny, które charakteryzują się zwykle dość stałym składem chemicznym, a rozkład zawartości poszczególnych składników, zwłaszcza użytecznych, w próbkach pobranych z kopaliny jednego typu jest zbliżony do normalnego. Na tej podstawie każdemu wyróżnionemu typowi można przypisać pewną średnią zawartość składnika użytecznego, określoną w wyniku przeprowadzonego wcześniej opróbowania. W następnych częściach złoża wystarczy więc tylko określić przestrzenne rozmieszczenie poszczególnych typów, np. na profilach ociosów. Znając powierzchnie przez nie zajęte możemy obliczyć średnią zawartość składnika użytecznego w części złoża odsłoniętej w wyrobisku jako średnią ważoną ze wzoru:

$$p = \frac{\sum_{i=1}^n F_i p_i}{\sum_{i=1}^n F_i} \quad (6.2)$$

gdzie:  $p_i$  – zawartość składnika użytecznego charakterystyczna dla  $i$ -tego typu kopaliny, obliczona na podstawie wcześniejszego opróbowania,

$F_i$  – powierzchnie ociosu zajęte przez poszczególne typy kopaliny, przyjęte jako wagi.

## 6.2. Wykorzystanie modeli współzależności zawartości składników

W wielu złożach obserwuje się korelację między zawartościami niektórych składników. Gdy za pomocą rachunku statystycznego określona zostanie matematyczna postać tej współzależności, to następnie możemy ją wykorzystać do oceny zawartości niektórych składników, dysponując wynikami oznaczeń laboratoryjnych kilku innych wybranych, np. dla niektórych kopalni wapiennych zawartość  $\text{SiO}_2$  można oszacować na podstawie korelacji z zawartością  $\text{CaO}$  i  $\text{MgO}$ . Ocena taka jest szczególnie dogodna w odniesieniu do pierwiastków śladowych, ponieważ oznaczenie ich zawartości w sposób bezpośredni jest zwykle kłopotliwe i kosztowne z uwagi na ich nikłość.

Postać współzależności (czyli funkcję regresji) określa się na podstawie wyników wcześniej przeprowadzonego opróbowania. Należy przy tym zwracać uwagę, aby w zbiorze danych wykorzystanych do jej określenia znalazły się wartości z całego przedziału obserwowanych wartości. Jeśli występują odosobnione wartości skrajne, znacznie różniące się od pozostałych, wówczas należy sprawdzić, czy nie są one wynikiem błędnych oznaczeń lub badania próbek nietypowych. W takich przypadkach należy je pominąć. Wskazane jest jednakże zawsze pomijanie takich próbek, gdyż mogą one w bardzo sugestywny sposób kształtować funkcję regresji i obniżać jej wiarygodność. Nie należy również wyznaczać funkcji regresji w przypadku, gdy wyniki obserwacji przedstawione na wykresie są wyraźnie podzielone na grupy. Dane takie wskazują na niejednorodność kopaliny i wymagają odrębnego traktowania w każdej grupie.

Funkcja opisująca współzależność (zob. aneks do części IV) jest wyznaczona w sposób wiarygodny z pewnym prawdopodobieństwem zależnym od stopnia skorelowania interesujących nas składników tylko w badanym zbiorze wartości. Jej ekstrapolacja poza badany zbiór wartości jest niedopuszczalna. Decyzję co do kształtu zależności podejmuje się na podstawie diagramu współzależności, czyli punkowego wykresu zależności sporządzonego w prostokątnym układzie współrzędnych. Postać matematyczną funkcji regresji wyznacza się metodą najmniejszych kwadratów.

Najlepszą miarą współzależności jest współczynnik determinacji.

$$\eta = \left( 1 - \frac{\sum_{i=1}^n (\hat{y}_i - y_i)^2}{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2} \right) 100\% \quad (6.3)$$

gdzie:  $y_i$  – obserwowane wartości parametru,  
 $\hat{y}_i = f(x_i)$  – wartość określona na podstawie funkcji regresji,  
 $\bar{y}$  – średnia arytmetyczna obserwowanych wartości parametru.

Współczynnik determinacji określa w jakim stopniu zmienność jednego parametru może być tłumaczona przez zmienność drugiego, z którym jest on skorelowany. W przypadku



regresji liniowej (liniowego modelu współzależności) między współczynnikiem determinacji ( $\eta$ ) i współczynnikiem korelacji liniowej ( $r$ ) zachodzi prosta zależność:

$$\eta = r^2 \cdot 100\% \quad (6.4)$$

Wielkość empirycznego współczynnika korelacji liniowej ( $r$ ), dla zbioru  $n$  pomierzonych par wartości parametrów  $(x_i, y_i)$  oblicza się ze wzoru:

$$r = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 \sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}} \quad (6.5)$$

gdzie:  $\bar{x}, \bar{y}$  – średnie arytmetyczne wartości korelowanych parametrów.

W przybliżony, ale wystarczający w praktyce, stopień skorelowania liniowego wartości parametrów ocenia się w sposób przedstawiony w tabeli 6.1.

**Tabela 6.1**  
Stopień skorelowania liniowego parametrów

Siła korelacji	Współczynnik	
	Determinacji [%]	Korelacji liniowej
Brak korelacji	<10	<0,3
Bardzo słaba	10–25	0,3–0,5
Słaba	25–50	0,5–0,7
Wyraźna	50–80	0,7–0,9
Bardzo wyraźna	>80	>90

Statystyczną istotność współczynnika korelacji liniowej, w przypadku rozkładów zmiennych, przynajmniej zbliżonych do rozkładu normalnego, weryfikuje się za pomocą rozkładu t-Studenta (zob. aneks do części IV). Istotność statystyczna współczynnika korelacji jest niezbędna, ale nie wystarczająca dla praktycznego stwierdzenia współzależności. Można ją uznać w praktyce za znaczącą, gdy współczynnik determinacji jest większy od 80%, to znaczy gdy zmienność jednego parametru jest uzależniona od zróżnicowania wartości drugiego w 80 procentach.

Jeśli współzależność ma przebieg nieprostoliniowy, to współczynnik korelacji obliczony za pomocą wzoru 6.5 nie dostarcza poprawnej informacji o sile korelacji. W pewnych przypadkach, stosując odpowiednie przekształcenie (np. logarytmiczne) korelowanych parametrów, można uzyskać prostoliniowość współzależności.

Stopień współzależności nieprostoliniowej wyraża współczynnik determinacji.

W przypadku występowania wielu składników wzajemnie skorelowanych często udaje się ustalić współzależność niektórych z nich na podstawie badań regresji i korelacji wielorakiej (przedstawianej w podręcznikach statystyki matematycznej).

Istnienie korelacji między parametrami charakteryzującymi jakość kopaliny umożliwia znaczne ograniczenie zakresu badań laboratoryjnych przez zaniechanie oznaczania tych jej cech, które mogą być określane na podstawie ich korelacji z parametrami badanymi.

### 6.3. Metody geofizyczne

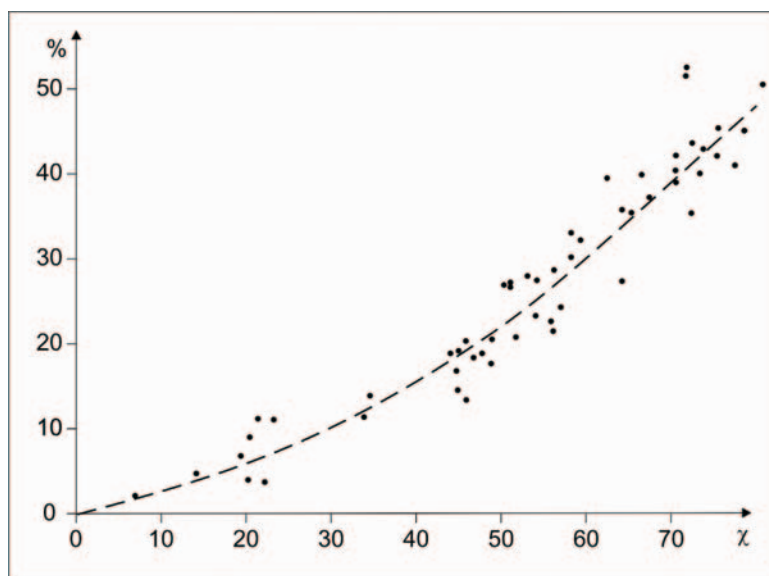
Idea zastosowania metod geofizycznych do opróbowania złóż wynika z zależności, jakie obserwuje się między niektórymi naturalnymi lub wywołanymi sztucznie właściwościami fizycznymi kopaliny a ich składem chemicznym lub mineralnym. Konieczne jest przy tym, aby obserwowane zjawisko było charakterystyczne dla określonego składnika badanej skały, a jego intensywność ( $I$ ) proporcjonalna do zawartości tego składnika ( $p$ ):

$$I = f(p) \tag{6.6}$$

Warunki, w jakich dokonuje się pomiaru oraz wpływ innych składników skały oraz ich rozmieszczenia i uziarnienia zwany efektem matrycy, komplikują tę zależność, powodując mniejszy lub większy rozrzut wyników obserwacji w stosunku do wartości oczekiwanej na podstawie rozważań teoretycznych. Powoduje to, że postaci funkcji  $I = f(p)$  nie daje się wyznaczyć w sposób prosty na drodze czysto rachunkowej, a dokonuje się tego eksperymentalnie (rys. 6.2). Dla szeregu pobranych próbek, dla których określono analitycznie zawartość interesującego nas składnika, mierzy się intensywność zjawiska fizycznego związanego z tym składnikiem i na podstawie tych danych metodą najmniejszych kwadratów określa matematyczną postać zależności (6.6), która później jest wykorzystywana do określania zawartości badanego składnika  $p$  na podstawie pomiarów. W niektórych przypadkach zawartość składnika użytecznego (lub szkodliwego) można ocenić przy zastosowaniu pomiarów kilku właściwości fizycznych kopaliny, wykorzystując ich wzajemną korelację. Ten sposób jest wykorzystywany przy określaniu jakości kopaliny na podstawie geofizycznego profilowania otworów przy zastosowaniu odpowiednio dobranego kompleksu metod.

Metody geofizyczne mogą być stosowane zarówno do opróbowania otworów wiertniczych, jak i wyrobisk górniczych. Znajdują również zastosowanie jako szybkościowe metody analityczne w warunkach laboratoryjnych. W laboratorium można osiągnąć wysoką ich dokładność dzięki możliwości zachowania stałych warunków pomiaru i sposobu jego wykonania, co jest niemożliwe w warunkach naturalnych ze względu na nierówne ściany otworów czy wyrobisk.

Geofizyczne metody opróbowania w porównaniu z klasycznymi przeważnie są szybsze w realizacji, nie wymagają bowiem przygotowania i analizy próbek. Mają też tę wyższość, że



Ryc. 6.2. Przykład oznaczania zawartości magnetytu (%) na podstawie pomiarów podatności magnetycznej ( $\chi$ ) w złożu Otamäki w Finlandii (wg Osiki i in.)

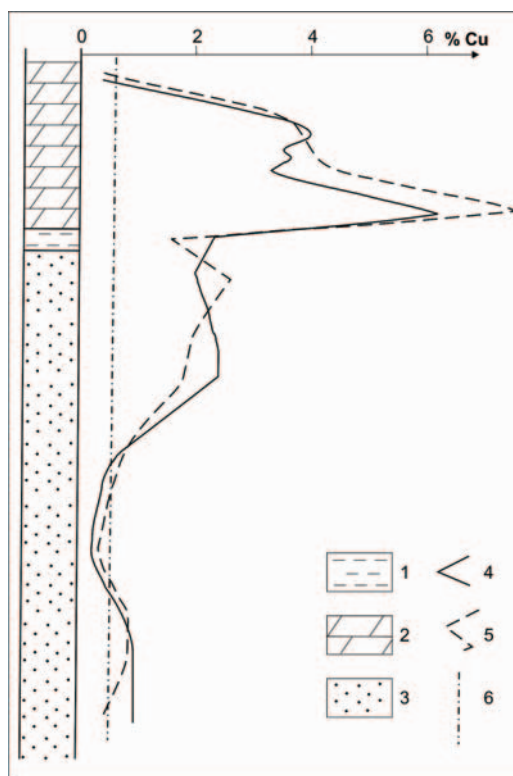
są to metody nie niszczące miejsca badań, a więc pomiar w każdym punkcie można przeprowadzić kilkakrotnie i zawsze dotyczyć on będzie tego samego materiału. Przy opróbowaniu klasycznym taka możliwość nie istnieje, gdyż każda kontrolna próbka pobrana w złożu zawiera już nieco inny materiał niż pobrana poprzednio. Ogranicza to możliwość kontroli wyników opróbowania klasycznego, natomiast w przypadku pomiarów geofizycznych nawet wielokrotna kontrola, przez ich powtarzanie nie nastęrcza trudności.

Dokładność opróbowania geofizycznego zależy przede wszystkim od:

- 1) dokładności pomiaru,
- 2) dokładności szacowania zawartości badanego składnika na podstawie funkcji regresji.

Wyniki tego opróbowania można uznać za zadowalające, jeśli nie ma istotnych różnic między średnimi zawartościami badanego składnika określonymi tą metodą i na podstawie opróbowania klasycznego oraz gdy wariancja wyników opróbowania geofizycznego jest nie większa od wariancji wyników opróbowania klasycznego.

W poszczególnych punktach pomiaru mogą występować dość znaczne różnice między rezultatami pomiarów geofizycznych a wynikami analiz pobranych próbek (rys. 6.3). Wynika to stąd, że obiema metodami są badane różne ilości materiału. Pomiar geofizyczny dotyczy zwykle niewielkiej objętości skały w zasięgu działania aparatury pomiarowej. Ilość materiału pobieranego do badań chemicznych jest zwykle znacznie większa; dlatego porównania powinno się przeprowadzać dla wartości uśrednionych, a zatem dla całych profilów lub pewnych części złoża. Niezależnie od różnic w wynikach pomiaru geofizycznego i analiz chemicznych wymaga się, aby pomiar geofizyczny pozwalał na dostatecznie dokładne wyznaczanie granic złoża w przypadku, jeśli są one makroskopowo niewidoczne (rys. 6.3).



**Rys. 6.3.** Porównanie wyników oznaczeń zawartości Cu wykonanych metodą rentgenofluorescencyjną i chemiczną (wg Niewodniczańskiego)  
 1 – łupki, 2 – dolomity, 3 – piaskowce, 4 – zawartość Cu wg oznaczeń rentgenofluorescencyjnych, 5 – zawartość Cu wg oznaczeń chemicznych, 6 – brzeżna zawartość Cu

Spośród wielu metod geofizycznych w opróbowaniu odsłoneń naturalnych, wyrobisk górniczych i rdzeni lub materiału okrusowego z otworów wiertniczych, zastosowanie znajdują przede wszystkim metody radiometryczne, wykorzystujące naturalne lub znacznie częściej sztucznie wzbudzone zjawiska promieniotwórcze (tab. 6.2). Z innych wymienić można metody magnetyczne, szeroko stosowane do opróbowania magnetytowych rud żelaza.

Opróbowanie wykonuje się przy wykorzystaniu przenośnej aparatury. Na zasadach komercyjnych oferowane są różne jej warianty dostosowywane odpowiednio do potrzeb użytkowników.

Do opróbowania złóż rud metali nieradioaktywnych (np. Cu, Zn, Pb, Sn) szerokie zastosowanie znajduje metoda rentgenofluorescencyjna. Polega ona na pomiarze promieniowania rentgenowskiego wzbudzanego w badanym ośrodku skalnym za pomocą pierwotnego promieniowania gamma lub rentgenowskiego. Analiza składu chemicznego badanej próbki polega na pomiarze energii poszczególnych linii promieniowania fluorescencyjnego i ich natężenia. Pomiar energii umożliwia identyfikację pierwiastka będącego źródłem promie-

**Tabela 6.2**

Zastosowanie metod geofizycznych w opróbowaniu złóż rud metali

Metody	Zastosowanie bezpośrednio do oznaczania zawartości	Oznaczanie zawartości na podstawie korelacji z innym składnikami
Promieniotwórczości naturalnej gamma, beta	U, Th K <sub>2</sub> O (sole potasowe)	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (w fosforytach skorelowane z zawartością U)
Rentgenofluorescencyjna	pierwiastki od S do U	
Gamma – gamma	Pb, W, Sb, Ni, Fe, Ba, Cr, popielność węgla	
Magnetyczny rezonans jądrowy	Sn	
Gamma – neutron (fotoneutronowa)	Be	
Aktywacji neutronowej	F	
Magnetyczna (kappametryczna)	Fe (magnetyt)	

niowania wzbudzonego, pomiar natężenia – ocenę jego ilości. W urządzeniach przenośnych stosowanych do pomiarów *in situ* źródłem promieniowania pierwotnego są izotopy promieniotwórcze emitujące promieniowanie gamma (np. <sup>238</sup>Pu, <sup>104</sup>Cd). Stosowane są aparaty przenośne do pomiarów bezpośrednio w odsłonięciu lub na rdzeniu (rys. 6.4). W ich głowicy wbudowane jest źródło promieniowania pierwotnego i detektor promieniowania wzbudzonego.

Średnica okienka pomiarowego w głowicy wynosi kilka centymetrów. Każdorazowo oznacza się zawartość badanego składnika w przypowierzchniowej warstewce skały w obszarze równym powierzchni okienka głowicy. Pomiar taki odpowiada pobraniu próbki punktowej. Do oceny zawartości składnika użytecznego – na przykład w profilu złoża – należy wykonać serię pomiarów w punktach rozmieszczonych gęsto wzdłuż tego profilu i równomiernie między stropem a spągiem. Powierzchnia skały w miejscu pomiaru powinna być oczyszczona i w miarę możliwości wygładzona. Nierówność powierzchni powoduje obniżenie jakości pomiaru wskutek różnej odległości skały od detektora.

Opróbowanie rentgenofluorescencyjne stosowane jest także w otworach wiertniczych za pomocą odpowiednich sond.

Duża szybkość wykonania wielu pomiarów, ale także często mała ich dokładność w warunkach terenowych powoduje, że często wykorzystywane są one tylko jako wstępne, przeglądowe, a na podstawie ich wyników typowane są odcinki rdzenia lub miejsca w odsłonięciach lub wyrobiskach górniczych, w których powinny być pobrane w sposób bezpośredni próbki do badań chemicznych.

Dla udokumentowania złóż cyny (w łupkach kasyterytonośnych) na Dolnym Śląsku stosowano wstępne opróbowanie rdzeni wiertniczych przy zastosowaniu metody rentgenofluorescencyjnej

(rys. 6.4). Jednorazowo wykonuje się pomiar na powierzchni około  $10 \text{ cm}^2$  (5 cm wzdłuż osi rdzenia, 2 cm po obwodzie). Głębokość penetracji promieniowania wynosi 2–3 mm. Na każdym odcinku rdzenia wykonywano po trzy pomiary w 2–3 miejscach na jego obwodzie (w płaszczyźnie prostopadłej do osi rdzenia) i ich wyniki (6–9 pomiarów) uśredniano. W ten sposób wyznaczane są strefy o zawartości ponad 0,1% Sn, z których pobierano próbki przez połowienie rdzenia w odcinkach o długości 0,2 m (Janik i in. 1988).

Metody geofizyczne (radiometryczne) są podstawowymi w opróbowaniu rud pierwiastków promieniotwórczych. Polegają one na pomiarze intensywności naturalnego promieniowania gamma w odsłonięciach, płytkich otworach, otworach wyprzedzających, badawczych i strzałowych. Pomiar przeprowadza się w sposób ciągły, przesuając sondę z licznikiem wzdłuż profilu. W przypadku najczęściej określanej zawartości uranu istnieje kilka metod jej wyznaczania na podstawie wyników pomiarów (rys. 6.5). Granice strefy złożowej wyznacza się na podstawie kształtu krzywej intensywności promieniowania w punkcie, w którym intensywność promieniowania równa jest połowie różnicy intensywności w lokalnym maksimum i skale otaczającej (sposób  $1/2 I_{\max}$ ), a granice złoża w miejscu, w którym rejestrowana intensywność promieniowania osiąga wartość odpowiadającą minimalnej, bilansowej zawartości uranu.

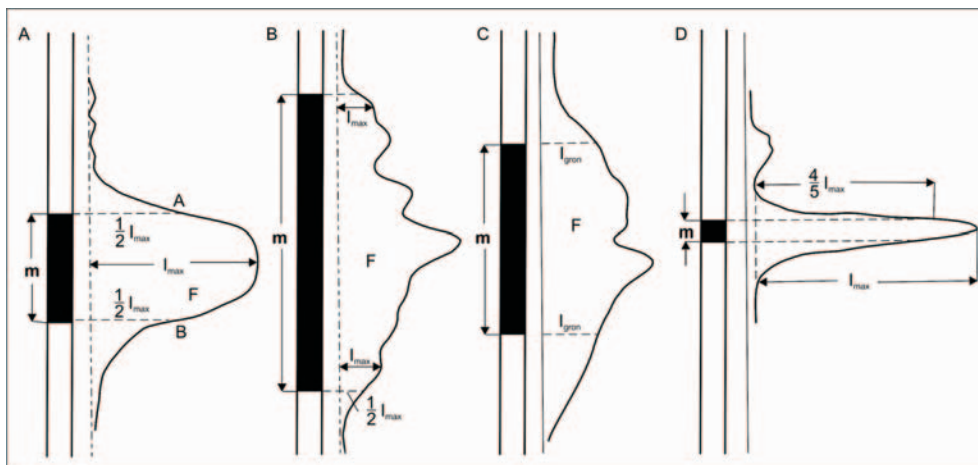
$$p = \frac{F}{m \cdot k} 100\% \quad (6.7)$$

gdzie:  $F$  – powierzchnia anomalii [ $\mu\text{r} / \text{h} \cdot \text{cm}$ ] mierzona na wykresie (rys. 6.5),  
 $m$  – miąższość [cm],  
 $k$  – współczynnik przeliczeniowy (dla liczników typu GM i pomiary intensywności promieniowania w [ $\mu\text{r}/\text{h}$ ] wynosi on ok. 120 [ $\mu\text{r}/\text{h}$ ] na 0,01% U w otworach suchych niezarurowanych i 100 [ $\mu\text{r}/\text{h}$ ] w otworach zarurowanych wypełnionych płuczką).

Wyniki takich oznaczeń mają tylko znaczenie orientacyjne. Złożony skład rudy (obecność toru, znacznych ilości promieniotwórczego potasu, np. w muskowicie lub skaleniach), naruszenie równowagi między uranem a produktami jego rozpadu (np. w wyniku ucieczki radonu) oraz różna czułość stosowanej aparatury pomiarowej powodują zróżnicowanie współczynnika  $k$ . Poprawną jego wartość we wzorze należy wówczas ustalić empirycznie, porównując wyniki pomiarów radiometrycznych z wynikami analiz chemicznych pobranych próbek.

Ze względu na możliwość występowania dużych błędów przypadkowych i systematycznych zaleca się przeprowadzanie kontrolnego opróbowania i wykonywanie analiz chemicznych pobranych próbek w co najmniej 10% mierzonych punktów.

W wyrobiskach górniczych, w związku z niewielkimi rozmiarami liczników, pomiary wykonuje się w szeregu punktów rozmieszczonych w liniach lub w regularnej sieci (tab. 6.3). Linie wyznacza się równoległe do kierunku, wzdłuż którego mierzy się miąższość złoża. Siecią pokrywa się równomiernie całą powierzchnię badanego ociosu. W każdej linii opróbowania skrajne punkty (co najmniej po 2) powinny się znaleźć poza granicami złoża (oczywiście jeśli są one odsłonięte w wyrobisku). Umożliwia to dokładne wyznaczenie konturu części zmineralizowanej.



Rys. 6.5. Oznaczanie zawartości uranu i wyznaczanie granic złoża na podstawie wyników profilowania gamma (opis w tekście)

A – w pojedynczej warstwie o dużej miąższości, B – w pokładzie (lub żyłce) według skrajnych ekstremów dodatnich, C – w pokładzie lub żyłce według intensywności promieniowania odpowiadającej zawartości granicznej, D – w warstwie o małej miąższości

Na podstawie wyników pomiarów wykonanych w poszczególnych punktach oblicza się zawartość pierwiastków promieniotwórczych bądź jako średnią arytmetyczną, bądź metodą podobną jak w przypadku otworów wiertniczych na podstawie pomiaru powierzchni anomalii.

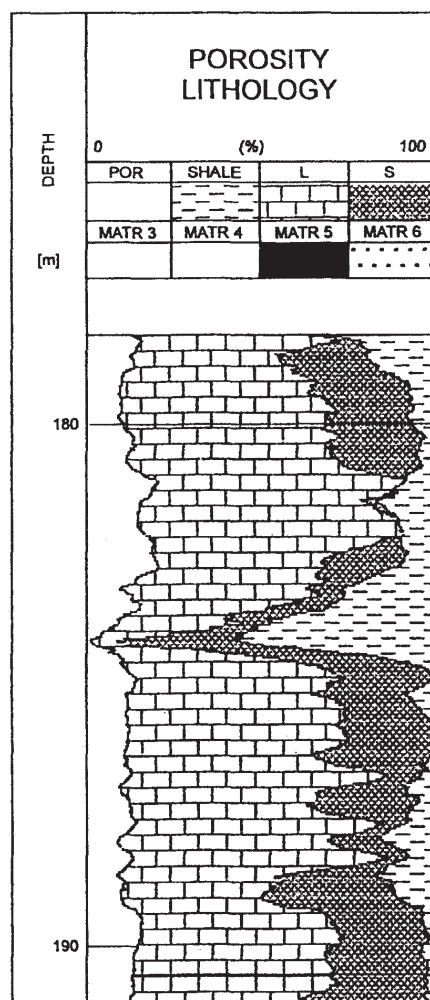
Jeśli złożo eksploatuje się selektywnie, to na podstawie wyników pomiarów sporządza się profile ociosów, z zaznaczonymi izarytmami natężenia promieniowania gamma lub przeliczonych zawartości pierwiastków promieniotwórczych. Wykorzystuje się je także do obliczania zasobów rudy.

Tabela 6.3

Zalecane odległości między punktami pomiarowymi przy opróbowywaniu złóż rud uranu metodą radiometryczną

Mineralizacja	Współczynnik zmienności [%]	Współczynnik rudoności	Odległości	
			między profilami [m]	między punktami pomiaru w profilu [cm]
Równomierna	<40	Ok. 1	15–4	20
Nierównomierna	40–100	1–0,8	4–2	20–10
Bardzo nierównomierna	100–150	0,8–0,5	2,5–1,5	10
	150–200	0,5–0,25	1,5–1,0	10
Skrajnie nierównomierna	>200	0,25–0,2	opróbowanie równomierne całej powierzchni	

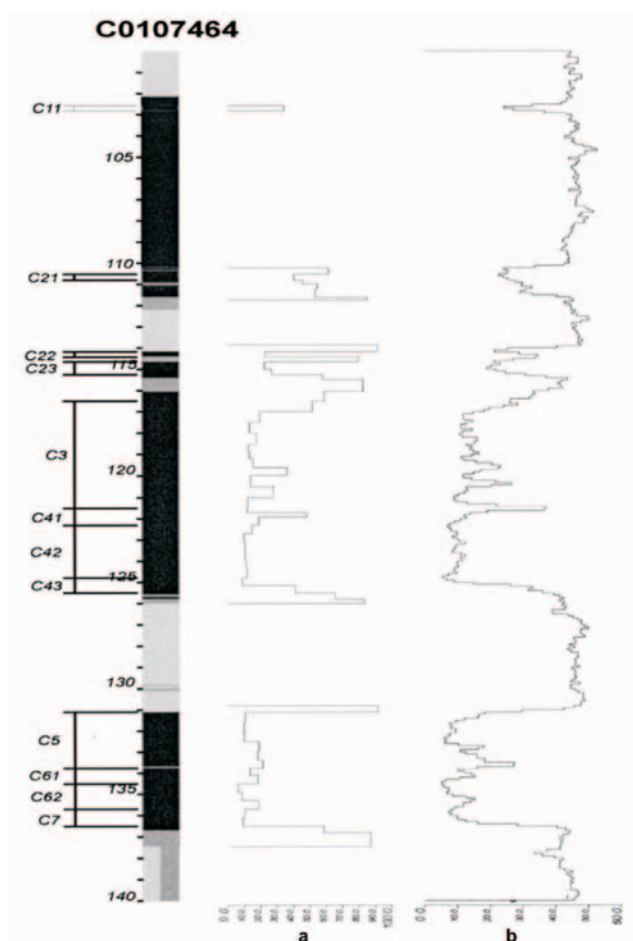
W otworach wiertniczych opróbowanie geofizyczne realizowane jest na podstawie ich profilowania przy użyciu odpowiedniej konfiguracji sond. Takie opróbowanie uważane bywa za lepsze niż bezpośrednie, gdyż pomiar dotyczy pewnej przestrzeni wokół otworu, zwykle większej niż średnica wydobywanych z niego próbek. Stosowane są metody radiometryczne (jądrowe): wykorzystujące zjawiska naturalnej promieniotwórczości skał (spektrometryczne, gamma) lub wywołanej sztucznie przez emitowane ze źródła zewnętrznego promieniowania gamma lub neutronowe (metody gamma–gamma i neutron–gamma). Do częściej stosowanych należy profilowanie gamma–gamma i metoda spektrometryczna neutron–gamma. Zastosowanie zespołu metod umożliwia interpretację składu mineralnego skał i w tym zawartości składników użytecznych (rys. 6.6).



Rys. 6.6. Interpretacja profilu litologicznego i ocena zawartości siarki na podstawie kompleksowego profilowania geofizycznego (Jarzyna, Bała 2000)



Zależność intensywności rozpraszanej promieniowania gamma (rejestrowanego w metodzie gamma–gamma) od gęstości objętościowej skał pozwala na oszacowanie tej gęstości. W złożach węgla na podstawie zależności między ich gęstością objętościową a zawartością popiołu umożliwia to ocenę popielności węgla na podstawie profilowania gamma–gamma (rys. 6.7).



**Rys. 6.7.** Określenie zawartości popiołu w węglu na podstawie profilowania geofizycznego (Charbuciński, Nichols 2003, zmodyfikowany)  
Zawartość popiołu: a – określana w próbkach węgla, b – określana na podstawie kompleksowego profilowania geofizycznego (gamma, gamma–gamma i spektrometrycznego neutron–gamma)

Profilowanie spektrometryczne neutron–gamma umożliwia określenie niektórych składników kopaliny np. Cu, Pb w rudach tych metali, Fe w popiele węgla.

W trakcie rozpoznawania wstępnego złóż metody geofizyki otworowej w zasadzie nie są stosowane do ich opróbowania, gdyż preferowane jest pobieranie próbek z rdzeni wiertniczych dostarczających przede wszystkim informacji o cechach litologicznych i tektonicznych utworów budujących złożę i otaczający górotwór i ich właściwościach fizycznych.

Natomiast metody geofizyczne preferowane mogą być na etapie rozpoznania szczegółowego i eksploatacyjnego, jeśli istnieje tylko konieczność uściślenia danych o jakości kopaliny, w szczególności w czynnych zakładach górniczych, gdy informacje te są niezbędne dla kierowania eksploatacją (prognozowania jakości urobku, doboru sposobów uśredniania tej jakości, eksploatacji selektywnej).



**Rys. 6.4.** Opróbowanie rdzeni wiertniczych ze złoża cyny w Gierczynie przy pomocy przenośnej aparatury rentgenofluorescencyjnej (fot. M. Nieć)





## OCENA POPRAWNOŚCI I REPREZENTATYWNOŚCI OPRÓBOWANIA

---

### 7.1. Ocena poprawności opróbowania

Poprawność i dokładność opróbowania ma istotne znaczenie dla oceny jakości kopaliny i oszacowania jej zasobów. Wymaga się, by opróbowanie było reprezentatywne, to znaczy pozwalało na prawidłową ocenę jakości kopaliny zarówno w otoczeniu każdej pobranej próbki jak i w całym złożu. Ocena poprawności opróbowania powinna obejmować:

- sprawdzenie poprawności zastosowanej metodyki pobierania prób, przygotowania ich do badań, w szczególności do badań chemicznych,
- analizę dokładności opróbowania – ocenę wielkości błędów przypadkowych i możliwych systematycznych,
- ocenę reprezentacyjności opróbowania.

Pierwszym krokiem w ocenie opróbowania powinno być zawsze sprawdzenie, czy nie popełniono jakichś błędów grubych, powodujących że jego wyniki są nie akceptowalne. Może to być niewłaściwe pobranie próbki, niewłaściwy sposób wykonania badań, jak również pomyłki w podaniu ich wyników np. przeliczenia wyników analiz.

W przypadku, gdy przedmiotem badań jest skład chemiczny kopaliny, zwłaszcza zawartość składników użytecznych, które występują w skupieniach minerałów widocznych makroskopowo, błędy grube podanych wyników badań próbek można wykryć przez porównanie oznaczeń laboratoryjnych ich zawartości z jej wizualną oceną w próbkach typowanych do analizy.

W przypadku analiz wieloskładnikowych zawartości poszczególnych składników kopaliny powinny odpowiadać ich stechiometrycznym stosunkom w minerałach występujących w kopalinie lub takich, które mogą w niej występować. Znaczne odstępstwa od tego stosunku wskazują na popełnione błędy wyników analiz.

W próbkach pobranych ze złoża piasków kwarcowych, szklarskich stwierdzono:							
Nr próbki	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	SO <sub>3</sub>	straty prażenia
1	98,91	0,018	0,020	0,481	0,038	0,180	0,31

2	99,04	0,017	0,018	0,484	0,035	0,060	0,29
3	98,92	0,019	0,016	0,441	0,038	0,180	0,28

Wysokie zawartości  $\text{SO}_3$  dyskwalifikują kopalinę do produkcji surowca szklarskiego. Siarka w piasku kwarcowym może występować albo jako związana w siarczku żelaza albo w gipsie-anhydrycie. W obu przypadkach jednak musiałyby być stwierdzone wyższe zawartości  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  lub  $\text{CaO}$  niż wykazane (w przybliżeniu powinny być porównywalne z zawartością  $\text{SO}_3$ ). Wysokie zawartości  $\text{SO}_3$  nie znajdują zatem uzasadnienia w składzie mineralnym kopaliny i wyniki analiz muszą być uznane za błędne.

W przypadku stwierdzenia błędów grubych należy wyjaśnić ich przyczyny. Jeśli są to zwykłe pomyłki należy je skorygować. Jeśli wynikają one z innych przyczyn odpowiednie badania należy powtórzyć. W skrajnych przypadkach może być konieczne powtórzenie opróbowania.

Należy też mieć na uwadze możliwość fałszowania prób lub wyników badań<sup>3</sup>.

## 7.2. Możliwe błędy opróbowania oraz zasady jego kontroli

Wyniki opróbowania nawet najbardziej starannego – oznaczenia parametrów charakteryzujących jakość kopaliny – mogą być obarczone błędem. Popelniane mogą być zarówno błędy systematyczne, jak i przypadkowe. W przypadku próbek przeznaczonych do badań chemicznych wynikają one ze sposobu pobierania próbki, przygotowania jej do analizy i samej analizy (tab. 7.1).

Różnorodność źródeł błędów powoduje, że opróbowanie zawsze powinno być poddawane systematycznej kontroli. Dotyczy ona pobierania próbek, przygotowania ich do badań oraz samych prac laboratoryjnych (analitycznych). W czynnych zakładach górniczych kontrola opróbowania powinna być przeprowadzana okresowo.

Niektóre elementy procesu opróbowania mogą być weryfikowane na drodze teoretycznej, np. poprawność przygotowania próbki do analizy chemicznej opisanej w rozdz. 5. Właściwą kontrolę osiąga się jednak tylko wówczas, gdy dysponuje się zbiorem powtórnie pobranych próbek lub wykonanych pomiarów. Rozpatruje się wówczas zbiory par oznaczeń składnika w próbkach podstawowych i kontrolnych.

Największe trudności stwarza kontrola pobierania próbek, nie ma bowiem możliwości powtórnego pobierania tego samego materiału. Próbki pobierane ze złoża są niepowtarzalne. Brane powtórnie w miejscu, z którego była wzięta poprzednia próbka, zawsze wykazują odmienną zawartość składnika użytecznego. Różnica ta będzie tym większa, im większa jest

<sup>3</sup> Fałszerstwa takie były notowane w przypadku złóż złota i polegały na „wzbogacaniu” („słodzeniu”) próbek okruchowych w złoto przez jego dosypanie (Czeczott 1932). Najbardziej znanym przypadkiem takiego fałszerstwa jest złóż Busang w Indonezji, w którym sfalszowane próbki spowodowały jego błędną ocenę i emisję wysoko notowanych akcji przedsiębiorstwa, które nie znalazły pokrycia po wykonaniu badań kontrolnych i stwierdzeniu oszustwa.

7. Ocena poprawności i prezentatywności opróbowania

**Tabela 7.1**

Typowe źródła błędów opróbowania do badań chemicznych (Nieć 1992)

Czynności	Błędy		
	przypadkowe	systematyczne	grube i wynikające z pomyłek
Pobranie próbki ze złoża	niedokładne pobranie; rozrzut materiału, zanieczyszczenie	selektywne wykruszanie minerałów, wietrzenie	niewłaściwy sposób pobrania, próbki, opróbowanie tendencyjne; pomyłki numeracji próbek
Przygotowanie próbki do analizy	zły schemat przygotowania próbki, niestaranne wykonanie poszczególnych operacji; złe oczyszczenie stosowanych urządzeń po próbkach poprzednich	wietrzenie (w przypadku długotrwałego składowania w nieodpowiednich warunkach)	pomyłki w numeracji próbek; zanieczyszczenie materiałem obcym
Analiza chemiczna	mało staranne wykonanie prac analitycznych; małe doświadczenie personelu; zła organizacja pracy, mała dokładność stosowanych urządzeń pomiarowych	zła metodyka analizy; zanieczyszczone odczynniki; złe wymieszanie próbki przed pobraniem naważki	zła metodyka analiz, pomyłki w numeracji próbek; pomyłki w przeliczeniu wyników analiz

lokalna zmienność złoża. Poprawność opróbowania można ocenić jedynie na podstawie próbek pobieranych równocześnie przez różnych pracowników. W przypadku poprawnie przeprowadzonego opróbowania wartości średnie i wariancje parametrów charakteryzujących jakość kopaliny w próbkach pobieranych przez różnych próbobiorców nie powinny się różnić w sposób istotny.

Opróbowanie, które wykaże większą wariancję zawartości badanego składnika, jest mniej dokładne lub zostało przeprowadzone niestarannie.

Przeprowadzono kontrolne opróbowanie złoża rud Zn – Pb: bruzdowe, błonkowe i geofizyczne (metodą rentgenofluorescencyjną). Stwierdzono (Mucha 1977):

Rodzaj opróbowania (po 40 próbek i pomiarów w tych samych miejscach)	Średnia zawartość Zn [%]	S <sup>2</sup>	Średnia zawartość Pb [%]	S <sup>2</sup>
Bruzdowe podstawowe	5,32	27,38	0,68	0,72
Bruzdowe kontrolne	3,82	11,74	0,30	0,40
Błonkowe	4,85	11,25	1,31	4,17
Geofizyczne	4,29	8,44		

Wyniki kontrolnego opróbowania bruzdowego wykazały małą staranność opróbowania podstawowego i wskazują na prawdopodobne preferencje pobierania partii bogatszych w kruszce (łatwiejsze do odspojenia z calizny). Opróbowanie błonkowe wykazuje znaczne wyższe zawartości Pb niż bruzdowe z powodu łatwego wykruszania galeny.

Błędy systematyczne popełniane przy pobieraniu próbek, wynikające z właściwości stosowanej metody, są trudniejsze do wykrycia. W zasadzie można je stwierdzić dopiero zmieniając sposób opróbowania na taki, co do którego nie ma wątpliwości, że nie jest obciążony tymi błędami.

Błędy systematyczne mogą powstać w trakcie pobierania próbek w wyniku selektywnego wykruszania niektórych składników. Z tego powodu w przypadku rdzeni wiertniczych, skład mineralny (i chemiczny) skały w pobliżu pobocznicy rdzenia może być różny niż w jego wnętrzu. Dlatego nieprawidłowe może być pobieranie próbek przez odcięcie plastra rdzenia po cięciwie.

Próbki kontrolne powinny być pobierane jednocześnie z kontrolowanymi, bowiem procesy wietrzeniowe mogą po pewnym czasie znacznie zmienić skład kopaliny.

W złożach siarki rodzimej selektywne wykruszanie siarki w czasie wiercenia powoduje, że jej zawartość w próbkach pobieranych z rdzeni, odciętych po cięciwie, jest niższa przeciętnie o około 10% od stwierdzanej w próbkach pobieranych w postaci plastra wyciętego równolegle we wnętrzu rdzenia (Nieć 1976).

Wietrzenie rudy siarkowej powoduje, że w próbkach pobranych po upływie około 0,5 do 1 roku stwierdzana zawartość siarki zmniejsza się o kilka procent (Blajda i in. 1975).

Kontrolę przygotowania próbki do analizy przeprowadza się, wykonując analizy materiału odrzucanego w poszczególnych stadiach kwartowania (pomniejszenia). Średni kwadrat różnic wyników analiz materiału pomniejszanego i odrzucanego nie powinien przekraczać wartości przyjętych przy układaniu schematu przygotowania próbek (wariancji błędu fundamentalnego).

Stosunkowo najłatwiejsza jest kontrola pracy laboratorium, toteż przeprowadza się ją najczęściej; polega ona na powtórzeniu analiz. Wyróżnia się dwa jej rodzaje: przeprowadzoną w tym samym laboratorium, czyli wewnętrzną i w innym, niezależnym, czyli zewnętrzną. Kontrola wewnętrzna pozwala na określenie wielkości błędów przypadkowych, zewnętrzna natomiast umożliwia wykrycie błędów systematycznych. Kiedy zostaną stwierdzone błędy systematyczne, należy przeprowadzić badania rozjemcze w trzecim laboratorium, gdyż istnieje możliwość, że błąd systematyczny jest popełniony w laboratorium kontrolującym.

Na podstawie wyników kontroli zewnętrznej ustala się wielkość popełnianego błędu systematycznego i ewentualnych współczynników, za pomocą których koryguje się wyniki wcześniejszych oznaczeń obciążonych błędem systematycznym.

W wielu przypadkach dopuszczalne wielkości błędów przypadkowych podają odpowiednie normy. O ich wielkości można też wnioskować na podstawie analiz tego samego materiału, wykonanych w wielu laboratoriach.

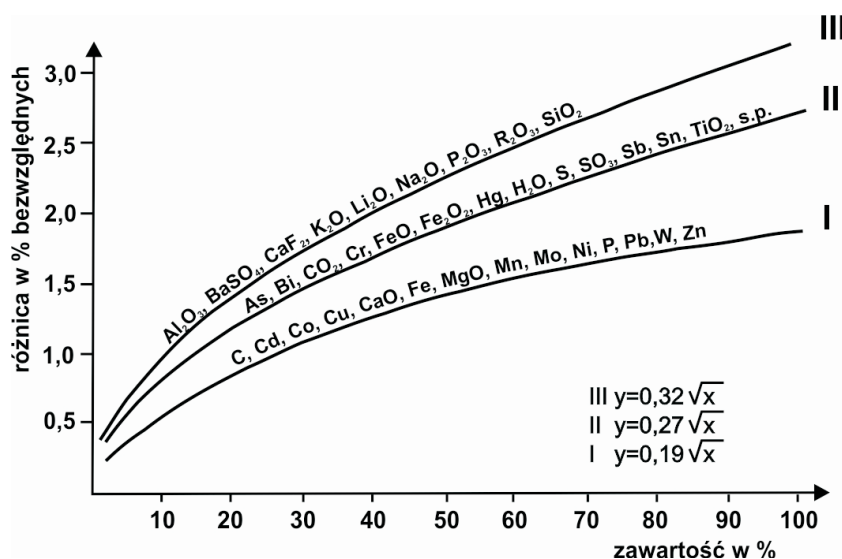


Orientacyjnie błąd przypadkowy nie powinien przekraczać wielkości określonej wzorem

$$d_{\max} = a\sqrt{p} \quad (7.1)$$

gdzie:  $p$  – zawartość badanego składnika [%],

$a$  – współczynnik zależny od rodzaju oznaczonego składnika, wynosi 0,19–0,32 (rys. 7.1).



Rys. 7.1. Dopuszczalne różnice wyników analiz chemicznych (wg Zerkovskiego i in.; Nieć 1992)

Do badań kontrolnych przekazuje się zawsze duplikaty próbek laboratoryjnych, zaszyfrowując ich pochodzenie. Wybiera się je w sposób losowy, np. na podstawie tablic liczb losowych, z których odczytuje się numery próbek, jakie powinny być poddane kontroli. Do kontroli wewnętrznej powinno być przeznaczane 5–10% badanych próbek. Kontrolę zewnętrzną przeprowadza się na co najmniej 30 próbkach tak dobranych, aby na ich podstawie można było wysnuć wnioski odnośnie popełnianych błędów systematycznych, a także określić wielkość ewentualnych współczynników poprawczych. Zbiór próbek poddawanych tej kontroli powinien reprezentować cały przedział zawartości badanego składnika.

Na całkowity błąd  $\varepsilon_p$  określenia zawartości składnika użytecznego składają się wszystkie wymienione wyżej błędy. Zgodnie z prawem sumowania błędów, przy założeniu ich wzajemnej niezależności wynosi on:

$$\varepsilon_p = \sqrt{\varepsilon_b^2 + \varepsilon_o^2 + \varepsilon_a^2} \quad (7.2)$$

gdzie:  $\varepsilon_b$ ,  $\varepsilon_o$  i  $\varepsilon_a$  – odpowiednio błąd popełniony przy pobieraniu próbki, przy przygotowaniu jej do badań laboratoryjnych oraz podczas wykonywania analizy.

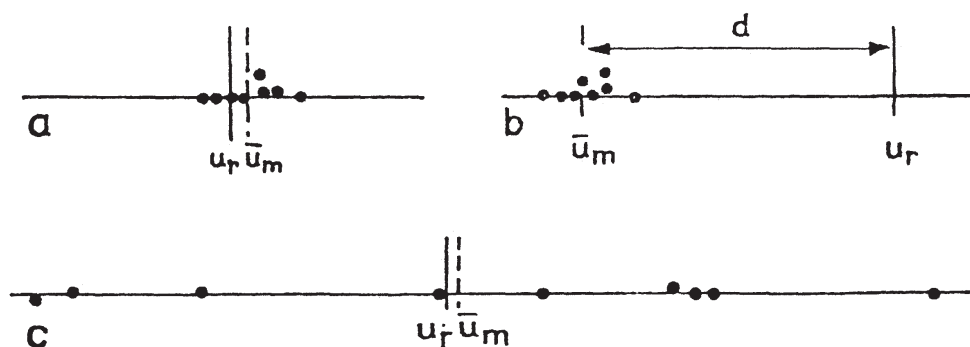
Jeżeli ze złoża są pobierane próbki odcinkowe, to błąd określenia zawartości składnika użytecznego w profilu, obliczanej jako średnia z próbek odcinkowych, wyniesie przynajmniej:

$$\varepsilon_{pp} = \frac{\varepsilon_p}{\sqrt{n}} \quad (7.3)$$

Przykładowo – dla wapieni siarkonośnych błąd pobrania próbki z rdzenia wynosi średnio około 2%, przygotowania jej do analizy też około 2% i samej analizy około 4%. Obliczony błąd określenia zawartości siarki w próbce wyniesie około 5%. Z każdego otworu przeciętnie pobieranych jest około 10 próbek odcinkowych, zatem błąd określenia zawartości siarki w złożu przewierconym przez otwór wyniesie około 1,5%.

Podstawowe postępowanie weryfikujące poprawność opróbowania powinno obejmować zbadanie różnic wartości parametrów złożowych w parach równolegle pobranych próbek lub pomiarów.

Średnia wartość tych różnic powinna teoretycznie wynosić zero, a ich rozkład powinien być normalny. Zwykle średnia ich wartość jest różna od zera. Duże odstępstwo tej średniej od zera i znaczny rozrzut wartości różnic pomiarów mają miejsce w przypadku występowania znacznych błędów systematycznych i przypadkowych (rys. 7.2). Istotność różnicy wartości średniej od zera i normalność rozkładu można zbadać za pomocą odpowiednich testów statystycznych, przedstawionych w aneksie do części IV. Rozrzut różnic wokół



Rys. 7.2. Dokładność pomiaru

a – wyniki obciążone małym błędem przypadkowym, b – wyniki obciążone małym błędem przypadkowym i dużym systematycznym, c – wyniki niedokładne, obciążone dużym błędem przypadkowym, nie obciążone błędem systematycznym. Poszczególne wyniki zaznaczono na osi kropkami,  $u_r$  – rzeczywista wartość badanego parametru,  $\bar{u}_m$  – średnia wartość parametru na podstawie powtarzanych kilkakrotnie pomiarów

średniej ich wartości nie powinien przekraczać dopuszczalnej, założonej granicy błędu. Odstępstwo od tego rozkładu świadczy o występowaniu błędów grubych, pomyłek. Ich obecność można stwierdzić prostą metodą „ramka–wąsy” (zob. aneks do części IV).

W przypadku stwierdzenia takich znaczących różnic niezbędne jest wyjaśnienie ich przyczyny przez pobranie dodatkowych próbek lub wykonanie powtórnych ich badań (np. analiz chemicznych).

Duża wartość średniej różnicy wyników badań próbek (np. analiz chemicznych) wskazuje na możliwy ich błąd systematyczny, a duży rozrzut ich różnic na duży błąd przypadkowy.

W przypadku występowania błędów systematycznych lub ponadnormatywnych losowych konieczna jest weryfikacja metodyki odpowiednich czynności w procesie opróbowania, w których zarejestrowano te błędy i odpowiednio zmiana tej metodyki (np. analiz chemicznych).

Błąd systematyczny charakteryzuje się albo stałą wielkością różnicy między mierzoną wartością badanego parametru a jego rzeczywistą wielkością albo rosnącą proporcjonalnie do tej wielkości.

O występowaniu błędów systematycznych wnioskuje się na podstawie różnic między średnimi wartościami wyników pomiarów kontrolowanych i kontrolnych. Przy założeniu, że błędy przypadkowe mają rozkład normalny, a błędy systematyczne nie występują, powinien być spełniony warunek:

$$\frac{\left| \sum_{i=1}^n (U_i - U_{ki}) \right|}{\sum_{i=1}^n |U_i - U_{ki}|} < \frac{2,45}{\sqrt{n}} \quad (\text{dla } n > 9) \quad (7.4)$$

gdzie:  $U_i$  i  $U_{ki}$  – zawartości składnika według oznaczeń podstawowych i kontrolnych,  
 $n$  – liczba par pomiarów.

W przypadku występowania błędów systematycznych i przy niewielkim udziale błędów przypadkowych możliwe jest wprowadzenie odpowiednich współczynników korygujących dane kontrolowane, co umożliwi ich wykorzystanie (zob. aneks do części IV). Duży błąd przypadkowy powoduje zwykle, że opróbowanie nie może być uznane za reprezentatywne (zob. rozdz. 7.3).

W złożu piasków szklarskich stwierdzono na podstawie badań kontrolnych występowanie znacznych różnic zawartości  $\text{SO}_3$  stwierdzanych w zbadanych próbkach (A) i wykazanych przez analizy kontrolne (B)

A	B	A/B
0,190	0,031	6,12903
1,170	0,013	13,0769

METODYKA DOKUMENTOWANIA ZŁÓŻ KOPALIN STAŁYCH

	0,040	0,031	1,29032
	0,280	0,015	18,6667
	.	.	.
	.	.	.
średnia	0,164	0,020	8,53112

Wyniki uzyskane w laboratorium A są obarczone błędem systematycznym. Na podstawie średniej wartości stosunku oznaczeń A/B wyznaczono współczynnik korekcyjny (8,53), który może być wykorzystany do skorygowania średniej zawartości SO<sub>3</sub> obliczonej na podstawie wszystkich analiz wykonanych w laboratorium A ( $\bar{A} / 8,53$ ).

W przypadku próbek przeznaczonych do badań właściwości fizycznych mogą być także popełniane zarówno błędy systematyczne, jak i przypadkowe (tab. 7.2).

**Tabela 7.2**

Typowe źródła błędów opróbowania do badań właściwości fizycznych

Czynności	Błędy		
	przypadkowe	systematyczne	grube i wynikające z pomyłek
Pobranie próbek	specyficzne cechy litologiczne powodujące zmianę właściwości fizycznych	selektywne pobranie próbek skał zwięzłych	opróbowanie tendencyjne; pomyłki w numeracji próbek
Przygotowanie próbki do badań	złe przygotowanie próbki do badań	niewłaściwe przygotowanie próbki do badań, zmiany właściwości w wyniku wietrzenia (w przypadku długotrwałego składowania w nieodpowiednich warunkach)	pomyłki w numeracji próbek;
Badania laboratoryjne	mało staranne wykonanie badań; małe doświadczenie personelu; mała dokładność stosowanych urządzeń pomiarowych	zła metodyka badań	pomyłki w numeracji próbek; pomyłki w przedstawieniu wyników badań

Szczególne uwagę należy zwrócić na sposób pobierania próbek z rdzeni wiertniczych. Źródłem błędów jest – nie dające się uniknąć – selektywne pobieranie próbek tylko z nienaruszonych odcinków rdzenia, a zatem pomijanie tych odcinków, z których wydobyto rdzeń w formie skruszonej, a zatem nie opróbowywanie skał mniej zwięzłych.

Sposób przygotowania próbek do badań i sposób ich przeprowadzenia określają odpowiednie normy. Źródłem błędów może być ich nie przestrzeganie lub niestaranne wykonanie odpowiednich czynności.

Ze złoża melafiru pobrano próbki do badań właściwości fizycznych. Stwierdzono, w laboratorium A, że jego wytrzymałość na ściskanie wynosi 87–214 MPa i średnio 164 MPa. Powtórne opróbowanie i badania w innym laboratorium (B) wykazały wytrzymałość 61–96 MPa średnio 83 MPa. Badania rozjemcze w laboratorium C, nowej serii prób starannie przygotowanych do badań w prasach sztywnych wykazały wytrzymałości 143–269 MPa. Badania w laboratorium B są ewidentnie błędne. Wykonane w laboratorium A obarczone są niewielkim błędem systematycznym spowodowanym prowadzeniem badań w prasach nie spełniających wszystkich wymagań normowych.

Badania w laboratorium C wykazały, że w melafirze o wytrzymałości poniżej 200 MPa występują cienkie, nieciągłe nieregularne żyłki kalcytowo-chlorytowo-hematytowe lokalnie o grubości do 1–2 mm.

### 7.3. Reprezentatywność opróbowania

Reprezentatywność opróbowania powinna być oceniana w odniesieniu do pobrania pojedynczej próbki, jak i do oceny średnich wartości parametrów charakteryzujących jakość kopaliny oraz prawidłowej oceny ich zmienności.

Reprezentatywność pojedynczej próbki geologicznej oznacza, że otoczeniu miejsca jej pobrania z założoną dokładnością można przypisać wartość parametru złożowego pomierzoną w obrębie próbki. Jest ona więc tym większa im większemu obszarowi złoża można z dopuszczalnym błędem przypisać pomiar wartości parametru złożowego w próbce. Zależy ona od trafności doboru rodzaju, wielkości, geometrii i orientacji próbki w zależności od typu złoża oraz poprawności jej pobrania i przygotowania do badań laboratoryjnych. Na reprezentatywność próbki geologicznej wpływa istotnie także zasięg autokorelacji analizowanego w próbce parametru złożowego. Większy zasięg autokorelacji uzasadnia przeniesienie stwierdzonej wartości parametru na większy obszar i podnosi reprezentatywność samej próbki.

W przypadku złóż cechujących się dużą zmiennością lokalną ocenianego składnika użytecznego (lub innej właściwości kopaliny), a więc o słabej autokorelacji jego wartości, celowe jest pobieranie próbek o dużej masie (np. bruzdowych o poszerzonym przekroju poprzecznym lub zdzierkowych). Możliwe jest to jednak tylko w wyrobiskach górniczych. Ważnym elementem warunkującym reprezentatywność pojedynczych próbek jest poprawne projektowanie sposobu ich pobierania.

Odstępstwa parametrów rzeczywistej próbki od parametrów próbki zaprojektowanej mogą skutkować pojawieniem się błędów systematycznych wyników jej badań. Przy rozpoznaniu złóż za pomocą otworów wiertniczych przyczyniają się do tego małe uzyski rdzenia. Podobne efekty notuje się przy opróbowaniu urobku, gdy w skład próbki trafia tylko wyselekcjonowany materiał. W przypadku opróbowania do badań chemicznych pomijana bywa zazwyczaj bardziej drobnoziarnista część urobku, która w przypadku rud może być wzbogacona w metale.

Reprezentatywność pojedynczych próbek jest ograniczona i ocena jakości kopaliny w ich otoczeniu może być obciążona znacznym błędem spowodowanym przez jej naturalną zmienność. Osiągnięcie zadowalającej dokładności oszacowania jest możliwe dopiero w odniesieniu do średnich parametrów kopaliny w obrębie złoża lub jego części, gdy dysponuje się odpowiednio licznym zbiorem pomiarów (próbek) rozmieszczonych w miarę równomiernie w szacowanej partii złoża. Szanse, że obliczone średnie wartości będą zbliżone do rzeczywistych (a więc opróbowanie będzie reprezentatywne), są tym większe im:

- 1) więcej zostanie pobranych próbek,
- 2) będą one większe i odpowiednio zorientowane w przestrzeni złożowej,
- 3) bardziej prawidłowy będzie sposób pobrania próbek i przygotowania ich do badań (np. analiz chemicznych),
- 4) mniejsza jest zmienność badanych cech kopaliny w złożu.

Reprezentatywność opróbowania całego złoża (lub wydzielonej jego części) odnosi się do zbioru próbek i pomierzonych w nich wartości parametrów złożowych. Oznacza ona stopień zgodności oszacowanych na ich podstawie średnich wartości parametrów z prawdziwą ich średnią wartością w opróbowanej partii złoża. Reprezentatywność opróbowania jest tu uzależniona nie tylko od reprezentatywności pojedynczych próbek, lecz przede wszystkim od ich liczby i sposobu rozmieszczenia miejsc ich pobrania w złożu oraz intensywności i struktury zmienności szacowanego parametru.

Za reprezentatywne uznaje się takie opróbowanie, które spełnia warunek:

$$|\bar{p}_N - \bar{p}_0| \leq \varepsilon_{\max} \quad (7.5)$$

gdzie:  $\bar{p}_N$  – średnia wartość rozpatrywanego parametru charakteryzującego jakość kopaliny (np. składnika użytecznego lub szkodliwego) oszacowana dla całego złoża lub jego części na podstawie  $N$  pobranych próbek,  
 $\bar{p}_0$  – rzeczywista, ale nieznaną, wartość średnią tego parametru,  
 $\varepsilon_{\max}$  – maksymalny dopuszczalny błąd losowy (bezwzględny) oszacowania średniej wartości tego parametru.

Nieznaną średnią wartość parametru złożowego oraz wielkość możliwego błędu jej oszacowania można określić za pomocą metod statystyki matematycznej lub geostatystyki w sposób analogiczny jak w przypadku oceny dokładności rozpoznania złoża (omówionej w części 1).

Często zdarza się, że opróbowaniu podlega tylko część złoża, np. udostępniona wyrobiskami górniczymi czy rozpoznana otworami wiertniczymi. Statystyka matematyczna dopuszcza tylko wnioskowanie o opróbowanej części populacji. Wnioskowanie o cechach części nieopróbowanej odbywa się na zasadach niestatystycznych, np. przez analogię.

Przy ocenie reprezentatywności opróbowania należy zwracać szczególną uwagę na geologiczną jednorodność badanej części złoża. W przypadku nie losowego zróżnicowania jego części reprezentatywność ich opróbowania powinna być rozpatrywana odrębnie.



## CHARAKTERYSTYKA JAKOŚCI I WŁAŚCIWOŚCI KOPALINY

---

### 8.1. Zakres badań jakości kopaliny

Zakres badań jakości kopaliny zależy od jej rodzaju i jest określany na podstawie przewidywanego lub możliwego sposobu jej wykorzystania (do produkcji określonych surowców). Jest on zatem zróżnicowany (tab. 8.1). Na podstawie wyników badań próbek formułowane są wnioski odnośnie możliwych kierunków użytkowania kopaliny. Szczegółowe wymagania odnośnie badań jakości kopaliny mogą też być formułowane przez użytkownika złoża i ich zakres powinien być z nim uzgodniony.

Zakres badań jakości kopaliny zróżnicowany jest także w zależności od etapu badania złoża. Na etapie poszukiwań szczegółowych kończących się wstępnym udokumentowaniem złoża powinien być on tak dobrany, by możliwe było wskazanie wszelkich możliwych kierunków zastosowań kopaliny. W trakcie rozpoznania wstępnego może być ograniczony do tych badań, które są niezbędne dla oceny jakości kopaliny, której sposób wykorzystania jest lub może być przewidywany w projekcie zagospodarowania złoża.

Na etapie rozpoznania szczegółowego zwykle wymagane jest zbadanie możliwości wykorzystania kopaliny w skali przemysłowej, a więc zbadanie jej jakości w próbach pobranych do badań technologicznych lub nawet przemysłowych.

W przypadku kopaliny, których jakość jest oceniana na podstawie zawartości określonych składników podstawowymi parametrami które ją charakteryzują są zawartość składników użytecznych i szkodliwych, a niekiedy także na podstawie stosunków wybranych składników (tzw. modułów), decydujących o użyteczności kopaliny do produkcji określonych surowców (np. surowców cementowych, boksytów itp.). Jakość kopaliny ilastych, budowlanych, węgla charakteryzuje się pomocą parametrów opisujących ich właściwości fizyczne (tab. 8.1). Zakres niezbędnych badań określają często normy (polskie normy państwowe PN, europejskie PE, branżowe BN). Należy jednak mieć na uwadze, że zwykle są to normy dotyczące surowca, a nie kopaliny. Należy to wziąć pod uwagę przy ich wykorzystywaniu, gdyż nie zawsze mogą być one w całości i bezkrytycznie stosowane do charakterystyki jakości kopaliny w złożu przed jej przetworzeniem w odpowiedni surowiec mineralny.

**Tabela 8.1**

Parametry charakteryzujące jakość kopaliny

Kopaliny	Parametry charakteryzujące jakość kopaliny		Badania dodatkowe
	podstawowe	uzupełniające	
Węgle brunatne	zawartość popiołu, siarki, wartość opałowa, zawartość części lotnych, wilgotność	zawartość bituminów, kwasów huminowych	zawartość ksyolitów, Na <sub>2</sub> O (NaCl – zasolenie), zawartość metali ciężkich
Węgiel kamienny	zawartość popiołu, siarki, wartość opałowa, zawartość części lotnych, spiekalność, dylatacja, refleksyjność wityryny,	wilgotność, zawartość składników szkodliwych (P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , NO <sub>x</sub> , Cl, metale ciężkie), wskaźnik wolnego wydymania, ciepło spalania, wzbogacalność	skład petrograficzny węgla (zawartość inertynitu), skład chemiczny popiołu i jego topliwość, metanonośność węgla
Rudy metali	skład mineralny, zawartość metali użytecznych, zawartość składników szkodliwych	zawartość metali towarzyszących („śladowych”)	wzbogacalność
Sól kamienna	zawartość NaCl, części nierozpuszczalnych	zawartość SO <sub>4</sub> , K <sub>2</sub> O, MgO	zawartość CaO
Baryt	zawartość BaSO <sub>4</sub> , SiO <sub>2</sub> , CaF <sub>2</sub>	zawartość MnO, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , S (siarczkowa)	zawartość siarczków metali
Rudy siarki	zawartość siarki pierwiastkowej		wytapialność
Gips, anhydryt	zawartość CaSO <sub>4</sub> , CaSO <sub>4</sub> · 2H <sub>2</sub> O	zawartość SiO <sub>2</sub> , Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , MgO	
Dolomity przemysłowe, rolnicze	zawartość MgO, SiO <sub>2</sub> , Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	zawartość Zn, Pb Cd	
Wapienie przemysłu wapienniczego	zawartość CaO, MgO, SiO <sub>2</sub>		wytrzymałość na ściskanie
Wapienie do produkcji mączek, hutnicze, dla przemysłu chemicznego, rolnicze	zawartość CaO, MgO, SiO <sub>2</sub>	zawartość SiO <sub>2</sub> , Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , S (w zależności od kierunku zastosowania)	zawartość metali ciężkich
Wapienie, margle przemysłu cementowego	zawartość CaO, MgO, SiO <sub>2</sub> , Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	moduły: krzemianowy, glinowy	
Magnezyt	zawartość MgO, SiO <sub>2</sub> , CaO		



8. Charakterystyka jakości i właściwości kopaliny

Tabela 8.1 cd.

Kamienie budowlane		nasiąkliwość, mrozoodporność, wytrzymałość na ściskanie	ścieralność	bloczność, polerowalność
Kruszywo naturalne łamane		wytrzymałość na ściskanie (w stanie suchym, wilgotnym, po zamrożeniu), nasiąkliwość, mrozoodporność, ścieralność	wytrzymałość na miażdżenie, zawartość S	reaktywność alkaliczna
Kruszywo naturalne piaskowo-żwirowe		zawartość frakcji poniżej 2 mm (punkt piaskowy), zawartość pyłów mineralnych (poniżej 0,063 mm)	zawartość frakcji żwirowej (ponad 2 mm, ponad 4 mm (nadszarna), ponad 63 mm (głazów), wytrzymałość na ściskanie, na miażdżenie, nasiąkliwość, mrozoodporność, ścieralność	skład petrograficzny frakcji żwirowej, zawartość ziarn słabych, zwietrzałych, nieforemnych, zawartość SO <sub>3</sub> , reaktywność alkaliczna
Piaski szklarskie		zawartość (po płukaniu) SiO <sub>2</sub> , TiO <sub>2</sub> , Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , SO <sub>3</sub> skład ziarnowy	zawartość Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , CaO	zawartość ziarn andaluzytu, forma występowania tlenków barwiących
Piaski kwarcowe do produkcji cegły wapienno-piaskowej		zawartość SiO <sub>2</sub> , skład ziarnowy, zawartość pyłów mineralnych	zawartość K <sub>2</sub> O + Na <sub>2</sub> O, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , MgO	
Kopaliny ilaste*	ceramiki budowlanej	skurczliwość wysychania, zawartość ziarn marglu, woda zarobowa	wrażliwość na suszenie, właściwości tworzywa ceramicznego: porowatość, nasiąkliwość, wytrzymałość po wypaleniu, mrozoodporność	zmiany właściwości w zależności od temperatury wypalania (krzywe wypalania), optymalna temperatura wypalania
	ogniotrwałe	ogniotrwałość, zawartość frakcji > 0,063 mm, zawartość Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		skurczliwość wysychania, wypalania, woda zarobowa
	kamionkowe	nasiąkliwość po wypaleniu, zawartość frakcji ponad 0,06 mm	skurczliwość wysychania i po wypaleniu, woda zarobowa	
	białowypalające się	zawartość frakcji >0,06 mm i > 1,0 mm wytrzymałość na zginanie po wysuszeniu, po wypaleniu: białość, nasiąkliwość	zawartość Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , TiO <sub>2</sub> , minerałów ilastych, CaCO <sub>3</sub>	

**Tabela 8.1 cd.**

	kaolinowe	udział frakcji <0,04 mm i w niej <0,002 mm zawartość kaolinitu, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , TiO <sub>2</sub> , K <sub>2</sub> O białość po wypaleniu	zawartość Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (po wyprażeniu), ogniotrwałość	rodzaj kaolinitu, formy związków Fe
	bentonitowe	właściwości sorpcyjne (pojemność wymiany kationów)	zawartość ziarn >0,25 mm zawartość montmorillonitu, zawartość CaCO <sub>3</sub>	zawartość kationów wymiennych (Na <sup>+</sup> , K <sup>+</sup> , Ca <sup>++</sup> , Mg <sup>++</sup> )
	do przesłon izolacyjnych	zawartość ziarn poniżej 5 μm i powyżej 50 μm, wskaźnik plastyczności	pojemność wymiany jonowej (kationów)	zawartość Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , SiO <sub>2</sub> , skład mineralny (kaolinit, illit)
Kwarcyty ogniotrwałe		zawartość SiO <sub>2</sub> , Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , ogniotrwałość, porowatość (po wypaleniu)	zawartość TiO <sub>2</sub> , K <sub>2</sub> O, Na <sub>2</sub> O, CaO, MgO	
Kopaliny skaleniowe		zawartość K <sub>2</sub> O, Na <sub>2</sub> O, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , TiO <sub>2</sub> , Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Kopaliny diatomitowe		zawartość wolnego SiO <sub>2</sub> , gęstość przestrzenna, zawartość okrzemek	zawartość Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , TiO <sub>2</sub>	
Kreda jeziorna		zawartość CaCO <sub>3</sub> (CaO),		
Torf		zawartość popiołu w torfie suchym, stopień rozkładu	zawartość siarki	
Torf leczniczy		zawartość składników nieorganicznych w suchej masie, stopień rozkładu	miano Coli, miano Coli perfringens	

\* Szczegółowe wymagania zob. Kościówko H., Wyrwicki R. (red.) – Metodyka badań kopaliny ilastych. PIG Warszawa–Wrocław 1996.

Oprócz wymagań podstawowych należy także zwracać uwagę na możliwość występowania właściwości nietypowych, ale które może posiadać kopalina z określonego złoża lub w określonej jednostce surowcowej (np. radioaktywność granitu, w szczególności karkonoskiego lub azbestu w serpentynitach), występowanie użytecznych składników towarzyszących, których pozyskanie może być możliwe w czasie przeróbki kopaliny.

## 8.2. Sposób przedstawiania danych o jakości kopaliny

Rezultatem opróbowania są wyniki badań pobranych próbek. Na ich podstawie przedstawia się:

- ocenę jakości i użyteczności kopaliny,
- ocenę możliwości uzyskania określonych surowców,
- charakterystykę zmienności i zróżnicowania jakości kopaliny w granicach złoża,
- sugestie odnośnie niezbędnych procesów wzbogacania lub uszlachetniania kopaliny.

Charakterystyka jakości kopaliny w złożu dotyczy zawsze jej cech uśrednionych w stosunku do lokalnej jej zmienności, wynikającej z lokalnego zróżnicowania składu mineralnego w poszczególnych punktach (rys. 8.1). Uśrednienie takie ma już miejsce w wyniku pobrania próbki o określonej objętości.

Jeśli ze złoża są pobierane próbki odcinkowe, to dla każdego opróbowanego profilu oblicza się najpierw średnią ważoną parametru, charakteryzującą złożo w miejscu opróbowania:

$$\bar{p}_i = \frac{\sum_{j=1}^k p_j l_j}{\sum_{j=1}^k l_j} \quad (8.1)$$

gdzie:  $l_j$  – długość próbek odcinkowych,  
 $p_j$  – wartość badanego parametru w tych próbkach.

W przypadku – spotykanym zresztą rzadko – gdy zawartość składnika użytecznego jest uzależniona od miąższości złoża, obliczamy średnią ważoną w stosunku do miąższości:

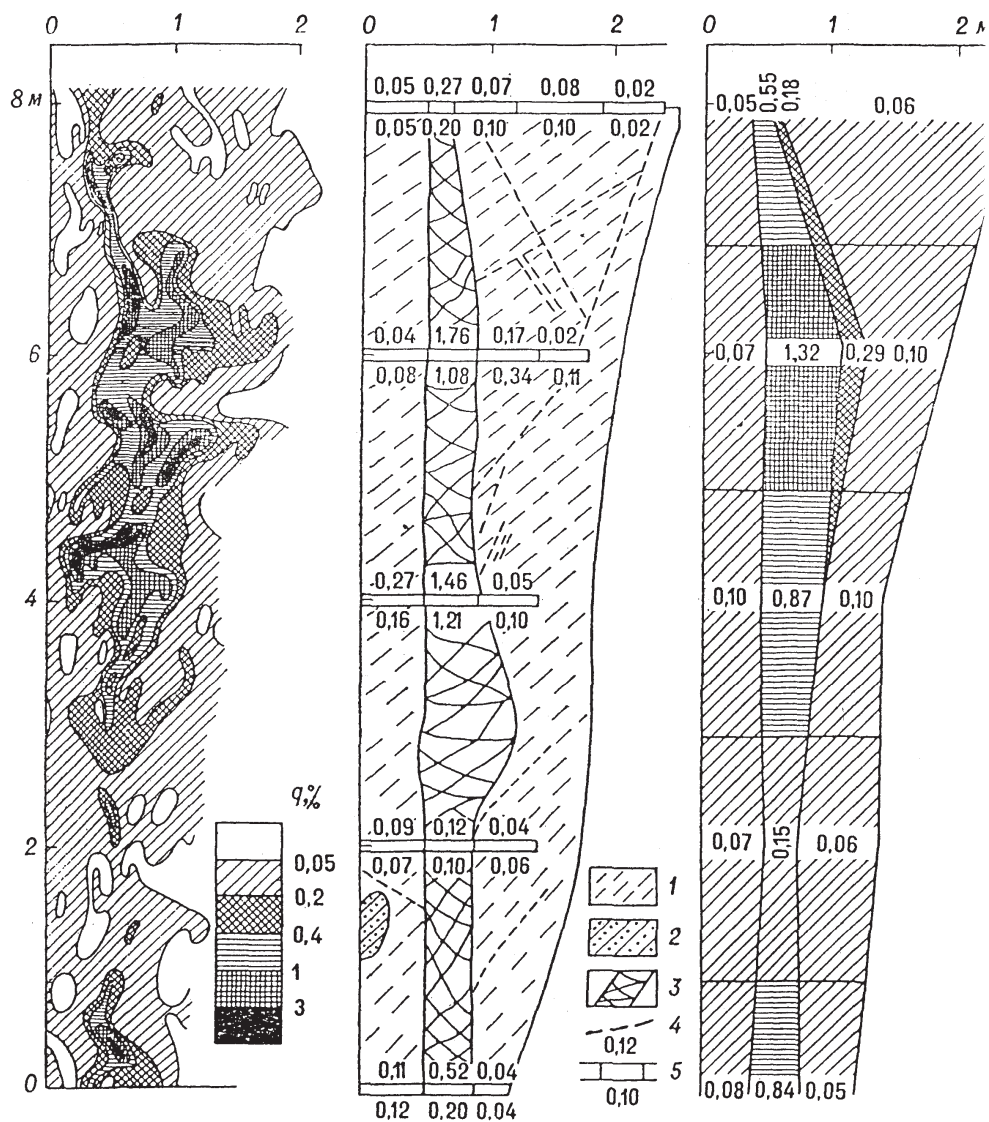
$$\bar{p}_w = \frac{\sum_{i=1}^n p_i m_i}{\sum_{i=1}^n m_i} \quad (8.2)$$

gdzie:  $m_i$  – miąższość złoża w poszczególnych miejscach opróbowania.

W podobny sposób obliczane są średnie wartości parametrów charakteryzujących właściwości fizyczne kopaliny, badane w próbkach „punktowych”. Wówczas odcinkami  $l_j$  są miąższości utworów, które te właściwości mają charakteryzować. Bezwzględnie należy przestrzegać zasady, że cechy litologiczne utworów w całym wyróżnionym odcinku o tej miąższości muszą być tożsame z cechami litologicznymi w badanej próbce.

W złożach rud metali, w których gęstość przestrzenna rudy ( $\gamma_o$ ) jest bardzo uzależniona od zawartości minerałów zawierających składnik użyteczny, średnia zawartość metalu w profilu powinna być obliczana jako średnia ważona, uwzględniająca zróżnicowanie tej gęstości:

$$\bar{p}_i = \frac{\sum_{j=1}^k p_j \gamma_j l_j}{\sum_{j=1}^k \gamma_j l_j} \quad (8.3)$$



**Rys. 8.1.** Zróżnicowanie zawartości składnika użytecznego (Sn) w złożu (A.P. Oczkur 1985)  
 a – na podstawie opróbowania punktowego, b – uśrednione w próbkach brzdowych, c – uśrednione w blokach.  
 1 – iłowce, 2 – piaskowce, 3 – brekcje, 4 – drobne uskoki, 5 – zawartości: w górze na podstawie oznaczeń rentgenofluorescencyjnych, w dole na podstawie próbek brzdowych)

W przypadku dużego zróżnicowania jakości kopaliny kwestią zasadniczą jest wydzielenie jej odmian lub gatunków z punktu widzenia możliwości różnego ich użytkowania. Jest to szczególnie ważne w złożach kopalin skalnych, których jakość wskazuje na możliwe różne kierunki ich zastosowań surowcowych. Praktykowane niekiedy kwalifikowanie poszczególnych próbek kopaliny na podstawie wyników ich badań do określonych zastosowań i ocena ich udziału procentowego jest **zasadniczym błędem dokumentowania złóż**. Nie ujawnia ono rozmieszczenia wyróżnianych odmian kopaliny i daje mylny obraz zróżnicowania jej właściwości. Odmiany kopaliny powinny być wyróżniane przede wszystkim na podstawie cech litologicznych. Ich przestrzenne rozmieszczenie powinno być przedstawione na mapach i przekrojach. Jakość każdej z tak wyróżnianych odmian powinna być przedstawiana odrębnie. Umożliwia to projektowanie ich ewentualnej selektywnej eksploatacji i zużytkowania. Nieprzestrzeganie tej zasady może prowadzić do błędnej oceny całego złoża.

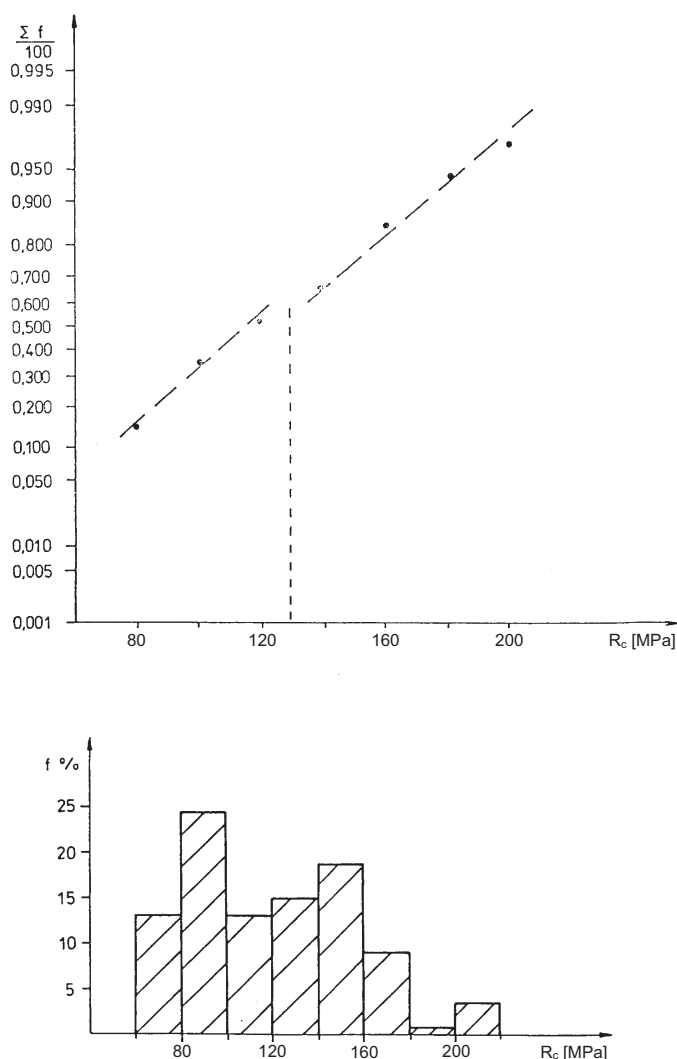
W złożu dolomitu Dubie występują trzy odmiany kopaliny o zróżnicowanych właściwościach fizycznych: dolomity o wytrzymałości na ściskanie w stanie powietrzno-suchym średnio 177 MPa (których wytrzymałość po nasyceniu wodą to 133 MPa), z których możliwe jest otrzymanie kruszywa klasy I i II, dolomity hydrotermalnie przeobrażone o wytrzymałości 53 MPa oraz dolomity wapniste i margle dolomityczne o wytrzymałości 68 MPa, z których można uzyskać co najwyżej kruszywo bardzo niskiej jakości (Ladra, Nieć 2000). Średnia wytrzymałość na ściskanie tych skał łącznie, obliczona bez uwzględnienia ich zróżnicowania litologicznego wskazywałaby na możliwość otrzymania tylko kruszywa klasy III, zatem miernej jakości.

W przypadku występowania różnych odmian kopaliny rozkłady parametrów charakteryzujących ich jakość mogą być wielomodalne lub niesymetryczne (skośne). Takie postacie rozkładów wskazują też na niejednorodność kopaliny, która makroskopowo może być niezauważalna lub niezauważona. Wyróżnienie odpowiednich odmian może być wówczas przeprowadzone na podstawie analizy tych rozkładów. Jako graniczne wartości parametrów różnicujących odmiany kopaliny wstępnie można przyjąć:

- w przypadku rozkładu wielomodalnego najniższą wartość parametru między wartościami modalnymi (rys. 8.2),
- w przypadku rozkładów niesymetrycznych wartość parametru odpowiadającą punktem załamania wykresu skumulowanego rozkładu przedstawionego na siatce probabilistycznej.

Izarytmy tych granicznych wartości parametrów przedstawione na mapach jakości kopaliny pozwalają często na wyznaczenie granic obszarów występowania dających się wyróżnić odmian kopaliny.

W złożach położonych blisko powierzchni istotne znaczenie ma wyróżnienie odmian kopaliny różniących się stopniem zwietrzenia, które mogą mieć odmienne właściwości. W złożach rud metali, szczególnie siarczkowych, procesy wietrzeniowe powodują zmiany składu mineralnego rudy. Zmiany właściwości kopaliny mogą też mieć miejsce w strefach



**Rys. 8.2.** Rozkład wytrzymałości dolomitu na ściskanie (w stanie powietrzno-suchym). Złoże Janczyce.  
Histogram i rozkład skumulowany na siatce probabilistycznej

tektonicznie zaburzonych, w szczególności w sąsiedztwie stref uskokowych, w złożach kopaliny węglanowych w strefach skrasowienia itp. W złożach kopaliny skalnych, zmiany ich właściwości fizycznych mogą powodować, że utwory zmienione przestają być kopalinami.

W złożu Janczyce I stwierdzono na podstawie rozkładu wytrzymałości na ściskanie ( $R_c$ ) występowanie dwóch odmian dolomitu: o wytrzymałości do około 12 MPa i ponad 120 MPa (rys. 8.2). Dolomity o niższej wytrzymałości występują w powierzchniowej strefie wietrzenia i w sąsiedztwie zaburzeń uskokowych.

### 8.3. Ocena jakości kopaliny

Charakterystykę jakości kopaliny przedstawia się za pomocą:

- histogramów parametrów, które ją charakteryzują,
- zakresu zmienności i wartości najczęstszych parametrów,
- oszacowań ich wartości średnich.

W przypadku występowania kilku odmian kopaliny jakość każdej z nich powinna być charakteryzowana odrębnie.

Gdy przedstawiany jest histogram i zakres zmienności, wyraźnie musi być zaznaczone czy dotyczy to wyników badań poszczególnych próbek, czy wartości średnich w profilu złoża.

Do oszacowania średniej wartości parametrów charakteryzujących jakość kopaliny wykorzystuje się najczęściej średnią arytmetyczną obliczoną na podstawie wyników badań pobranych próbek:

$$\bar{p} = \frac{\sum_{i=1}^n p_i}{n} \quad (8.4)$$

gdzie:  $p_i$  – zawartość badanego składnika w pobranej próbce,

$n$  – liczba próbek.

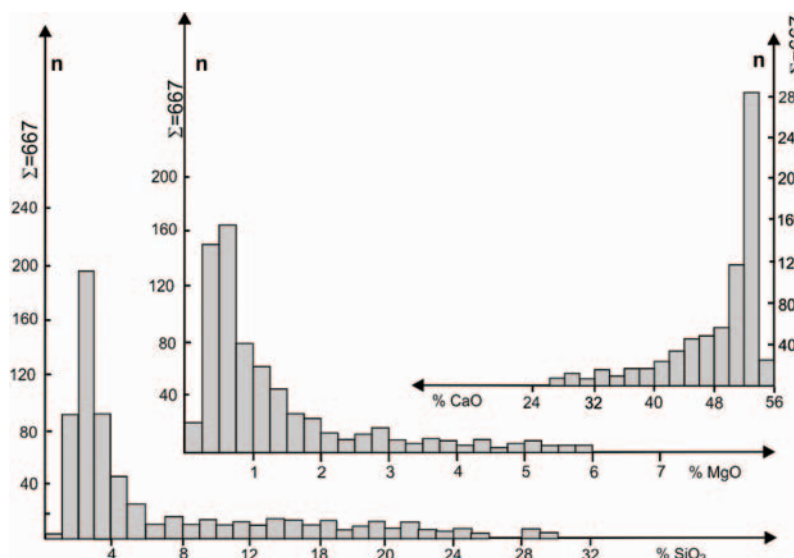
Postępowanie takie jest w pełni poprawne, gdy parametr charakteryzujący jakość kopaliny jest zmienną losową, a jej rozkład jest symetryczny lub zbliżony do symetrycznego. W przypadku rozkładów niesymetrycznych, skośnych, zagadnienie komplikuje się, bowiem obliczana średnia arytmetyczna jest bardzo uzależniona od pojawiających się przypadkowo pojedynczych skrajnych wartości. Dla rozkładów o wyraźnej asymetrii dodatniej proponuje się niekiedy zastępowanie średniej arytmetycznej medianą.

W przypadku rozkładów niesymetrycznych zawsze niezbędne jest podanie przedziału wartości najczęstszych, które najlepiej, w sposób opisowy, charakteryzują jakość kopaliny (rys. 8.3).

Liczbową charakterystykę jakości kopaliny można rozszerzyć, podobnie jak w przypadku szacowania zasobów kopaliny, o przedziałową ocenę dla nieznannej, rzeczywistej średniej wartości parametrów opisujących jakość kopaliny oraz wyznaczenie gwarantowanych średnich wartości tych parametrów z wykorzystaniem metod statystyki klasycznej.

W przypadku dużej liczby próbek ( $n > 30$ ) i przy założeniu losowej zmienności rozpatrywanych parametrów, formuła wyznaczająca granice przedziału ufności ma postać:

$$P\left(\bar{x} - z_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}} < m < \bar{x} + z_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}}\right) \cong 1 - \alpha \quad (8.5)$$



Rys. 8.3. Rozkłady niesymetryczne (skośne) zawartości CaO, MgO i SiO<sub>2</sub> w złożu wapieni  
wartości najczęstsze: CaO – 50–54%, MgO – 0,25–0,5%, SiO<sub>2</sub> – 1–3%

gdzie:  $(P = 1 - \alpha)$  – prawdopodobieństwo, że w wyznaczonym przedziale ufności znajduje się prawdziwa średnia zawartości składnika ( $m$ ), w badaniach geologicznych najczęściej przyjmuje się  $P = 0,95$ ,

$z_{\alpha}$  – kwantyl rozkładu normalnego odczytywany – dla  $P = 0,95$  należy przyjąć  $z = 1,96$  lub w zaokrągleniu 2,

$\bar{x}$  – średnia arytmetyczna zawartości składnika w pobranych próbkach,

$s$  – odchylenie standardowe,

$n$  – liczba próbek.

W przypadku małej liczby próbek ( $n < 30$ ) formuła (8.5) na przedział ufności – przy zachowaniu założenia o losowym charakterze zmienności i przyjęciu dodatkowego założenia o normalności rozkładu cechy w populacji generalnej – ma postać:

$$P\left(\bar{x} - t_{\alpha} \frac{s}{\sqrt{n}} < m < \bar{X} + t_{\alpha} \frac{s}{\sqrt{n}}\right) = 1 - \alpha \quad (8.6)$$

gdzie:  $t_{\alpha}$  – kwantyl rozkładu t-Studenta (wartość zależna od przyjętego poziomu prawdopodobieństwa  $P$  i liczby obserwacji – stopni swobody  $n-1$ , wyznaczana z tablic rozkładu t-Studenta; pozostałe oznaczenia jak we wzorze (8.4).

Gwarantowane średnie wartości parametrów opisujących jakość kopaliny mogą być, w zależności od ich rodzaju, granicznymi wartościami minimalnymi lub maksymalnymi.



Wyznacza się je z warunku, iż niewielkie jest prawdopodobieństwo, że rzeczywiste średnie wartości parametru będą od nich odpowiednio mniejsze (wzór 8.7) lub większe (wzór 8.8).

Formalnie warunki te można zapisać w postaci:

- dla minimalnej wartości gwarantowanej:

$$P(\bar{x}_{rz} < \bar{x}_{gw}) = \alpha \quad (8.7)$$

- dla maksymalnej wartości gwarantowanej:

$$P(\bar{x}_{rz} > \bar{x}_{gw}) = \alpha \quad (8.8)$$

gdzie:  $\bar{x}_{rz}$  – rzeczywista (nieznana) średnia wartość parametru,

$\bar{x}_{gw}$  – wartość średnia gwarantowana,

$\alpha$  – prawdopodobieństwo (przyjmowane małe) zajścia relacji 8.6 lub 8.7, to jest położenia wartości rzeczywistej poza przedziałem ufności; w praktyce jako racjonalne jest przyjmowanie wartości  $\alpha = 0,1$  (10%) lub  $\alpha = 0,05$  (5%), a zatem przyjmuje się, że z prawdopodobieństwem  $1-\alpha$  (odpowiednio 0,9 lub 0,95) rzeczywista wartość średnia będzie odpowiednio nie mniejsza lub nie większa od gwarantowanej.

Przykładowo, w złożach węgla kamiennego i brunatnego gwarantowana wartość opałowa (kaloryczność) będzie wartością graniczną minimalną natomiast gwarantowane zawartości siarki i popiołu będą wartościami granicznymi maksymalnymi.

Dla dużej próbki statystycznej (o liczności obserwacji  $n > 30$ ) wartości gwarantowane  $[\bar{x}_{gw}]$  maksymalne wyznacza się ze wzoru:

$$\bar{x}_{gw} = \bar{x} + \frac{z_{\alpha} \cdot s}{\sqrt{n}} \quad (8.9)$$

natomiast minimalne ze wzoru:

$$\bar{x}_{gw} = \bar{x} - \frac{z_{\alpha} \cdot s}{\sqrt{n}} \quad (8.10)$$

gdzie:  $\bar{x}$  – średnia arytmetyczna z wartości parametru w  $n$  próbkach,

$s$  – odchylenie standardowe,

$z_{\alpha}$  – kwantyl rozkładu normalnego; dla  $\alpha = 0,1$  (10%)  $-z_{\alpha} = 1,28$  i  $\alpha = 0,05$  (5%)  $-z_{\alpha} = 1,65$ .

W złożu węgla brunatnego określono na podstawie 86 próbek średnią zawartość popiołu  $\bar{A}_a = 14,2\%$  i siarki  $\bar{S}_a = 1,25\%$  oraz średnie odchylenia ich zawartości  $s_A = 2,15\%$  i  $s_s = 0,31\%$ . Odpowiednie wartości gwarantowane z prawdopodobieństwem 0,9 wyniosą:  $\bar{A}_{gw} = 14,2 + \frac{1,28 \cdot 2,15}{9,27} = 14,50\%$  i  $\bar{S}_{gw} = 1,25 + \frac{1,28 \cdot 0,31}{9,27} = 1,29\%$ , a z prawdopodobieństwem 0,95 odpowiednio  $\bar{A}_{gw} = 14,58$  i  $\bar{S}_{gw} = 1,30$ .

Dla małej próbki statystycznej (o liczności obserwacji  $n < 30$ ) przy wyznaczaniu wartości gwarantowanych we wzorach (8.9 i 8.10) kwantyl rozkładu normalnego  $z_\alpha$  należy zastąpić kwantylem rozkładu t-Studenta, wyznaczanym w zależności od przyjętego poziomu prawdopodobieństwa i liczby stopni swobody  $n-1$ .

Obliczone średnie wartości parametrów charakteryzują jakość kopaliny w sposób poprawny tylko w przypadku równomiernego rozmieszczenia próbek w danej części złoża. Warunek ten nie jest spełniony przy opróbowaniu złoża w wyrobiskach górniczych, bowiem wzdłuż wyrobisk próbki możemy rozmieszczać dowolnie gęsto, pozostaje natomiast nieopróbowana część złoża między wyrobiskami (rys. 4.3). W przypadku silnego skorelowania obserwacji (zawartości składników w próbkach) średnie wartości parametrów charakteryzujących jakość kopaliny w blokach wyznaczonych przez wyrobiska górnicze można oszacować stosując geostatystyczną procedurę krigingu (zob. aneks do części IV).

Szczególnie złożonym zagadnieniem napotykanym w praktyce jest ocena jakości kopaliny w niewielkich blokach, gdy dysponuje się nielicznymi obserwacjami. Posługując się metodą krigingu można ją oszacować wykorzystując próbki pobrane poza ocenionym blokiem, jeśli ich odległość od tego bloku jest mniejsza od promienia korelacji, a zmienność lokalna zawartości niewielka.

Porównując wyniki opróbowania prowadzonego w trakcie eksploatacji z wynikami opróbowania wyrobisk przygotowawczych można określić dokładność wcześniejszej oceny jakości kopaliny. Porównanie takie przy zastosowaniu sztucznego rozrzedzenia punktów opróbowania pozwala też na określenie wystarczającej odległości między próbkami w wyrobiskach przygotowawczych. Niekiedy daje się ustalić korelację między średnią zawartością w obrębie bloku a ocenianą na podstawie danych z wyrobisk konturujących. Jakość kopaliny określa się wówczas na podstawie wcześniej wyznaczonej funkcji regresji opisującej współzależność obu średnich.

Przy obliczaniu średniej zawartości składnika użytecznego na podstawie pewnej liczby próbek (np. dla chodnika, bloku) czasem spotyka się próbki o zawartości nienormalnie wysokiej w porównaniu z innymi. Zdarza się to często w złożach rud metali, zwłaszcza rzadszych, występujących w złożu w znacznym rozproszeniu. Może ono być spowodowane np. wycięciem próbki w cienkiej żyłce kruszcu lub w skupieniu o bogatej mineralizacji nietypowej dla złoża. Włączenie takiej próbki do obliczenia średniej powoduje, że otrzymana wartość będzie znacznie większa, w związku z tym nie będzie ona informowała w sposób poprawny o przeciętnych cechach złoża. Części bogato zmineralizowane pod-

legają często innym prawom niż normalnie spotykana mineralizacja w złożu, zatem powinny być oceniane osobno.

Stwierdzenie co już jest, a co jeszcze nie jest zawartością nienormalnie wysoką, jest możliwe do rozstrzygnięcia na podstawie krzywej rozkładu zawartości lub metodą „ramka – wąsy” (zob. aneks do części IV).

Jeśli krzywa rozkładu jest wielomodalna, za nadmiernie zmineralizowane uważa się te części, którym odpowiadają najwyższe wartości modalne znacznie różniące się od średniej. W wielu złożach zawartość poszczególnych składników ma rozkład asymetryczny, wybitnie skośny dodatnio, tzn. że obok części złoża bogato zmineralizowanych występują bardzo ubogie. W takich przypadkach określania próbek o nadmiernie wysokiej mineralizacji można dokonać w zależności od współczynnika zmienności w sposób przedstawiony w tabeli 8.2.

**Tabela 8.2**

Nienormalnie wysokie zawartości składników użytecznych (wg Smirnowa 1960)

Mineralizacja	Współczynnik zmienności [%]	Zawartość składników większa od średniej
Bardzo równomierna	<20	2–3 razy
Równomierna	20–40	4–5 razy
Nierównomierna	40–100	8–40 razy
Bardzo nierównomierna	100–190	10–15 razy
Skrajnie nierównomierna	>150	>15 razy

W przypadku stwierdzenia niezwykle wysokich zawartości zawsze należy sprawdzić, czy nie zaszła pomyłka w czasie analizy chemicznej lub obliczania jej wyników. Jeśli sposób przygotowania próbki do analizy i sama analiza nie budzą zastrzeżeń, wówczas należy sprawdzić, czy próbka była pobrana poprawnie i czy nie została wzięta w miejscu o szczególnie bogatej mineralizacji. Wskazane jest też pobranie drugiej próbki w tym samym miejscu. Jeśli otrzymany wynik analizy jest zbliżony do zwykle spotykanych w tym złożu, to uwzględnia się ją w obliczeniu średniej zawartości, a poprzednią pomija. Jeśli ponownie uzyskamy wysoką wartość, należy sprawdzić, jaki jest zasięg wysokich zawartości i jeśli jest on znaczny, oceniamy jakość takich części złoża oddzielnie. Jeśli jest on niewielki i wysoka mineralizacja jest rzeczywiście zjawiskiem sporadycznym, zaleca się zastąpienie tej wysokiej zawartości średnią zawartością z danego odcinka, np. z dwu sąsiednich próbek.

Pobierając próbki urobkowe unika się próbek o nadmiernej mineralizacji, ponieważ w większej masie kopaliny obserwowane lokalnie, bardzo wysokie zawartości ulegają uśrednieniu z niskimi, mogącymi występować w sąsiedztwie. Porównując wyniki opróbowania urobkowego i bruzdowego można wyznaczyć funkcję regresji umożliwiającą

oszacowanie zawartości składnika użytecznego na podstawie wyników oznaczeń jego zawartości w próbkach bruzdowych, korygując stwierdzoną w nich zawartość do takiej, jaką wykazałaby w danym przypadku najprawdopodobniej próbka urobkowa.

#### **8.4. Ocena właściwości technologicznych kopaliny**

Właściwości technologiczne kopaliny w zasadzie oceniane są na podstawie dużych prób pobieranych specjalnie do tych badań wykonywanych w specjalistycznych laboratoriach lub zakładach przemysłowych. Powinny one umożliwić:

- ostateczną ocenę przydatności kopaliny do produkcji określonych surowców,
- zaprojektowanie niezbędnych procesów wzbogacania lub uszlachetniania kopaliny,
- w przypadku kopaliny poddawanych procesom wzbogacania wstępną ocenę ich wzbogalności.

Pewne sugestie odnośnie możliwości stosowania określonych procesów przerobczych, a zatem i kierunku szczegółowych badań technologicznych, można podać w czasie dokumentowania złoża, na podstawie obserwacji makro- i mikroskopowych. Dotyczą one przede wszystkim zróżnicowania mineralogicznego, często obserwowanego w złożach cechujących się budową strefową, oraz zróżnicowania tekstury rudy i struktury agregatów mineralnych. Zwraca się zwłaszcza uwagę na zróżnicowanie wielkości ziaren mineralnych (tab. 8.3) oraz na formy zrostów decydujące o możliwości ich rozdzielenia w trakcie przeróbki. Na podstawie zróżnicowania wielkości ziaren minerału użytecznego można wyróżnić cztery typy rudy:

I. Minerał użyteczny tworzy duże agregaty w skale płonnej. Ruda jest łatwa do wzbogacania już po grubym kruszeniu.

II. Minerał użyteczny występuje w postaci dużych skupień i drobnej impregnacji w materiale płonnym. Wzbogacenie musi być dwustopniowe. Po wstępnym grubym kruszeniu uzyskuje się koncentrat złożony z dużych skupień minerału użytecznego. W celu odzysku najdrobniejszych ziaren jest konieczne daleko posunięte rozdrobnienie odpadów pierwszego etapu wzbogacania.

III. W skupieniach minerału użytecznego występują drobne wtrącenia materiału płonnego. Koncentrat minerałów rudnych otrzymany po wstępnym wydzieleniu wymaga dalszego rozkruszania i wzbogacania w celu usunięcia zanieczyszczających koncentrat minerałów płonnych.

IV. Duże skupienia minerałów użytecznych zawierają drobne wtrącenia minerałów płonnych, a ponadto ziarna minerału użytecznego są drobne i rozproszone w materiale płonnym. Przypadek ten jest najmniej korzystny dla przeróbki. Po wstępnym grubym kruszeniu zostają wydzielone duże skupienia rudne i minerałów płonnych, wymagające dalszego oddzielnego wzbogacania po ich zmieleniu. Koncentrat rudny uwalnia się od zanieczyszczeń oraz wydziela się z agregatów minerałów płonnych drobne ziarna rozproszonego minerału użytecznego.

Tabela 8.3

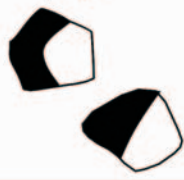











Zależność metod wzbogacania od wielkości agregatów mineralnych (wg Głazkowskiego 1954)

Wielkość agregatów	Średnica [mm]	Sposób obserwacji	Sposób pomiaru	Metody wzbogacania
Bardzo duże	> 20	okiem nieuzbrojonym	miarką milimetrową	przemywanie rud ilastych, separacja ręczna, separacja magnetyczna
Duże	20–2	okiem nieuzbrojonym	miarką milimetrową	sedymentacja, separacja w cieczach ciężkich, separacja magnetyczna na mokro,
Małe	2–0,2	okiem nieuzbrojonym	pod lupą	koncentracja na stołach, w cieczach ciężkich, separacja magnetyczna na mokro, separacja elektrostatyczna, ługowanie
Drobne	0,2–0,02	pod lupą	pod mikroskopem optycznym	flotacja, ługowanie
Bardzo drobne	0,02–0,002	tylko pod mikroskopem optycznym	pod mikroskopem optycznym	metody hydrometalurgiczne, niekiedy flotacja
Submikroskopowe	0,002–0,0002	pod mikroskopem przy największych powiększeniach	metodami specjalnymi	nie dają się wzbogacić mechanicznie
Koloidalne	<0,0002	pod mikroskopem elektronowym	metodami specjalnymi	nie dają się wzbogacić mechanicznie

We wszystkich tych czterech przypadkach forma zrostów minerałów rudnych z płonnymi decyduje o stopniu oswobodzenia minerałów rudnych od składników płonnych (rys. 8.4).

W złożach płytko leżących szczególnie należy zwracać uwagę na stopień zwietrzenia kopaliny. Minerale będące produktami wietrzenia tworzą często cienkie powłoki na ziarnach minerałów użytecznych, utrudniające ich odzysk w trakcie flotacji, o jej efektywności bowiem decydują właściwości powierzchniowe ziaren. Często obserwuje się wyraźną korelację między uzyskiem koncentratu a stopniem zwietrzenia kopaliny (np. w rudach Zn-Pb).

Dokładna ocena właściwości technologicznych kopaliny na podstawie badań mineralogiczno-petrograficznych jest zwykle zadaniem bardzo trudnym z uwagi na ogromną zmienność cech mineralogicznych, często trudnych do ilościowego scharakteryzowania (np. udział różnych form zrostów). Często badania takie prowadzi się na próbkach wstępnie rozkruszonych. Uzyskuje się w ten sposób zarazem informację o zachowaniu się kopaliny

Wzbogacanie		łatwe → trudne		
Typ	a	b	c	d
I	proste 	nieregularne (przerosty) 	graficzne 	impregnacyjne 
II	powłokowe (proste) 	powłokowe (nieregularne) 	pierścieniowe koncentryczne 	pierścieniowe impregnacyjne 
III	żyłkowe proste 	żyłkowe nieregularne 	blaszkowe 	siatkowe 

Rys. 8.4. Podstawowe typy zrостów minerałów kruszczowych z płonnymi (wg Amstutza 1971, zmienione)

w trakcie kruszenia. Wnioski wyprowadzone z takich badań mineralogicznych mają tylko charakter jakościowy, dlatego proponuje się wykonywanie specjalnych badań technologicznych próbek pobieranych jednocześnie z próbkami do badań chemicznych. Poddaje się je procesom wzbogacania w laboratorium i na tej podstawie ocenia właściwości technologiczne kopaliny. Badania wzbogacalności przeprowadza się metodą testową, tzn. bada się nie cały proces przeróbki, lecz dwie–trzy najbardziej charakterystyczne operacje i na podstawie ich wyników ocenia typ technologiczny kopaliny. W skład przenośnego laboratorium wchodzi zminiaturyzowane: łamacz szczękowy, młynek, zestaw sit, stół koncentracyjny, maszyna flotacyjna, separator elektryczny i elektromagnes. Urządzenia te można instalować nawet w warunkach polowych i masowo wykonywać badania małych próbek, jakie zwykle pobiera się przy badaniu złoża. Wyniki badań naniesione na mapę pozwalają wydzielić w złożu części odpowiadające różnym właściwościom technologicznym kopaliny.

### 8.5. Ocena bloczności kopaliny skalnych (udziału objętościowego bloków)

Podstawową cechą charakteryzującą jakość bocznych kopaliny budowlanych jest możliwość uzyskania bloków skalnych, w szczególności:

- brył o prostopadłościennych kształtach i wymiarach, zapewniających odpowiednią objętość, które mogą być wykorzystywane jako materiał architektoniczny i rzeźbiarski,
- płyt stanowiących materiał posadzkowy lub okładzinowy, często także dekoracyjny.

Zawartość i wielkość bloków w skalnej masie zależy od intensywności płaszczyzn podzielności i ich orientacji. Optymalne warunki dla dużego udziału bloków stwarza obecność rzadkich i wzajemnie ortogonalnych płaszczyzn podzielności. W trakcie dokumentowania złoża określana jest bloczność geologiczna, to jest udział w nim bloków (w ocenianej objętości górotworu). W czynnych zakładach górniczych określony może być udział bloków wydobytych w urobku, który jest określany jako bloczność górnicza. W obu przypadkach wyrażany jest w procentach.

Bloczność stanowi istotny parametr określający jakość kopaliny w złożach kamieni budowlanych, gdyż jest podstawą właściwego ich wykorzystania poprzez zastosowanie odpowiednich metod eksploatacji. Ma to istotne znaczenie dla projektowania racjonalnego wykorzystania złoża zwłaszcza w przypadkach, gdy kwalifikują się one także do produkcji kruszywa łamanego. Użycie materiałów wybuchowych przyczynia się do powstawania nowych płaszczyzn podzielności i zaniku możliwości pozyskiwania bloków. Wydobycie bloków ze złóż o małej bloczności staje się nieopłacalne.

Właściwą ocenę bloczności złoża można uzyskać w odsłoniętej części złoża i metodą próbnej eksploatacji. Wymaga to wykonania wyrobiska badawczego, a zatem może być przeprowadzone w zaawansowanych etapach rozpoznania złoża. Powinno być wydobyte bez użycia materiałów wybuchowych co najmniej 50 m<sup>3</sup> kamienia dla oceny udziału bloków w urobku. Oceniana w ten sposób bloczność może być porównana z wynikami pomiarów spękań w rdzeniach wiertniczych na pozostałej części złoża. Pozwala to na ocenę bloczności na podstawie wierceń, w których rejestrowane są w zasadzie tylko płaszczyzny podzielności poziomej.

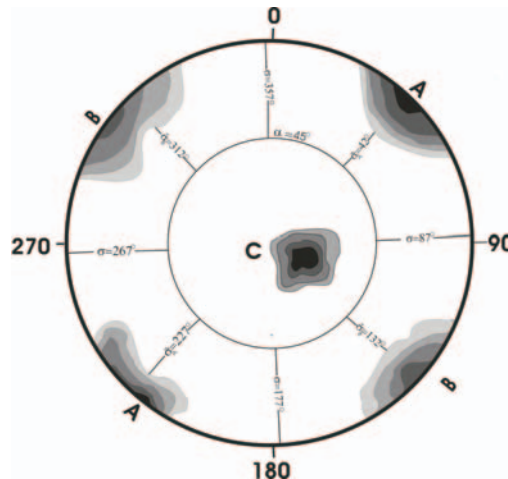
Podstawą w ocenie bloczności jest rozpoznanie przydatności i stopnia rozdrobnienia materiału skalnego. Należy zatem ocenić:

- zawartość płonnych składników w serii złożowej: przewarstwień łupków, utworów żyłowych, partii zmineralizowanych, wypełnień komór krasowych, których obecność obniża udział w złożu składnika użytecznego, jakim są bloki,
- rozdrobnienie materiału skalnego na podstawie systematycznego pomiaru orientacji i intensywności wszelkich płaszczyzn nieciągłości (podzielności) związanych z petrogenezą, sedymentacją, diagenozą, tektoniką, zjawiskami termicznymi, odprężeniowymi i wietrzeniowymi.

Ocenę bloczności geologicznej można uzyskać wówczas, gdy możliwe jest stworzenie modelu przestrzennego płaszczyzn podzielności w badanym złożu. Podstawą dla tworzenia takiego modelu jest założenie istnienia układu złożonego z trzech głównych, w przybliżeniu



prostopadłościennych zespołów płaszczyzn podzielności: A, B i C. Układ taki jest najbardziej pożądanym, zwykle jednak takich zespołów jest więcej i stąd wynika konieczność zgeneralizowania kierunków poprzez przyjęcie stosownych przedziałów zmienności na podstawie trzech, najsilniej zaznaczonych (rys. 8.5). Płaszczyzny zaliczone do zespołów A, B i C wyznaczają w złożu granice bloków kopaliny.



Rys. 8.5. Główne zespoły podzielności A, B, C wydzielone na podstawie pomiarów orientacji płaszczyzn podzielności

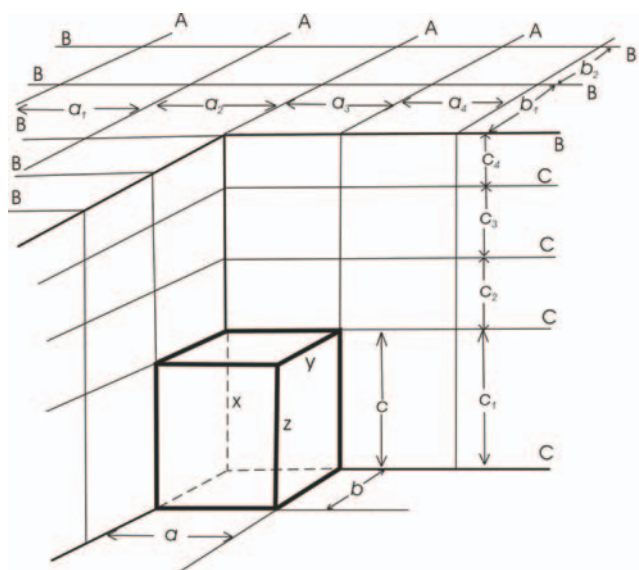
Model taki, dostatecznie wiarygodny, można stworzyć tylko na podstawie obserwacji i pomiarów w odsłonięciach naturalnych lub sztucznych o dostatecznie dużej powierzchni. Możliwe są wówczas pomiary orientacji (azymut kierunku zapadania  $\delta$  i kąta upadu  $\alpha$ ) płaszczyzn podzielności. Są one konieczne do utworzenia modelu przestrzennego układu tych płaszczyzn w badanym obiekcie. Miarą intensywności zespołów są rozstępy ( $a$  lub  $b$  lub  $c$ ) między kolejnymi płaszczyznami w zespole. Wyznaczają one wymiary liniowe ( $x$ ,  $y$ ,  $z$ ) bloku, umożliwiając ocenę jego objętości (rys. 8.6).

Wyznaczanie wskaźnika bloczności polega na:

- oszacowaniu wymiarów liniowych dowolnego, co najmniej minimalnego bloku, na podstawie wartości rozstępów płaszczyzn podzielności w trzech głównych, wzajemnie ortogonalnych zespołach A, B, C,
- określeniu częstości (prawdopodobieństwa) występowania odpowiedniej wielkości rozstępów, koniecznych dla uzyskania bloku o stosownej objętości,
- obliczeniu prawdopodobieństwa występowania bloków; korzysta się tu z twierdzenia, że prawdopodobieństwo równoczesnego występowania zdarzeń (sumy zdarzeń) jest równe iloczynowi prawdopodobieństw poszczególnych zdarzeń.

Dla pozyskania bloku o odpowiedniej wielkości konieczne jest równoczesne wystąpienie założonych jego wymiarów. Jakkolwiek wymiary te występują, to konieczne jest też, aby





Rys. 8.6. Rozstępy płaszczyzn w głównych zespołach podzielności ( $a, b, c$ ) i szacowane na ich podstawie wymiary liniowe bloków  $x, y, z$

wystąpiły równocześnie. Jeśli są rzadkie, to ich równoczesne wystąpienie jest mało prawdopodobne.

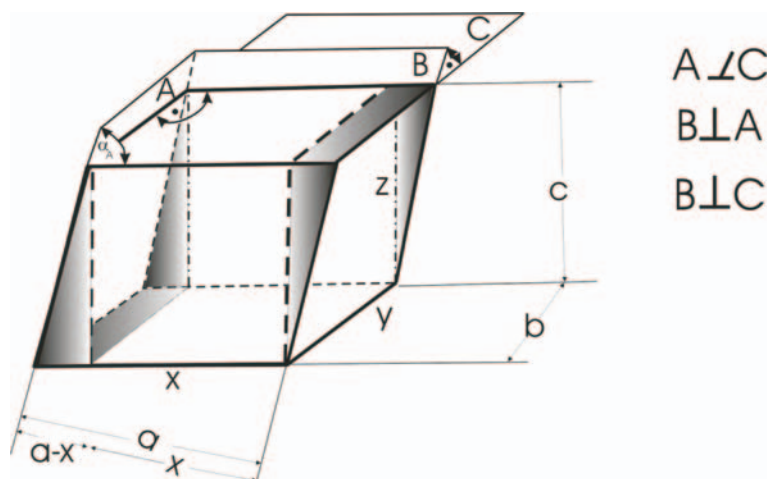
Dla określenia prawdopodobieństwa wystąpienia ustalonych wymiarów bloków konieczne jest sporządzenie skumulowanych rozkładów klasowych rozstępów płaszczyzn w trzech głównych kierunkach podzielności A, B, C. Skumulowane udziały wielkości rozstępów są rozkładami prawdopodobieństw ( $P_a, P_b, P_c$ ) pojawienia się określonych rozstępów w danym zespole (A lub B lub C). Są to jednocześnie prawdopodobieństwa występowania wymiarów liniowych bloków kopaliny o wymiarach większych od wymaganych minimalnych ( $P_a = P_x, P_b = P_y, P_c = P_z$ ). Na tej podstawie można ocenić prawdopodobieństwo występowania bloków o pożądanej i większej objętości. Wyrażone w procentach odpowiada ich zawartości w złożu lub jego odpowiedniej badanej części. W myśl powyższej zasady, przyjmując wymiary liniowe minimalnego bloku odpowiednio do zróżnicowanej intensywności zespołów A, B i C oraz uwzględniając udział kopaliny w serii złożowej  $U_s$ , wskaźnik bloczności ( $b$ ) ocenia się wedle formuły:

$$b = P_x \cdot P_y \cdot P_z \cdot U_s \cdot 100\%$$

Przy ocenie bloczności należy zwrócić uwagę na jednolitość litologiczną i podobne zaangażowanie tektoniczne ocenianego złoża lub jego fragmentów (w granicach badanych odślonień). Wskaźnik bloczności całego badanego obiektu można określić jako średnią ważoną wskaźników z poszczególnych wyróżnionych fragmentów, przyjmując jako wagę rozpoznane w nich powierzchnie lub miąższości.

W otworach wiertniczych zwykle możliwa jest ocena jedynie podzielności pokładowej. Podzielność wynikającą z obecności pozostałych zespołów (A i B) należy wtedy przyjąć z najbliższego, a zarazem reprezentatywnego wyrobiska powierzchniowego. Gdy złożę jest rozpoznane wyłącznie za pomocą otworów wiertniczych, możliwa jest jedynie przybliżona ocena warunków bloczności na podstawie podzielności pokładowej, dająca zawyżoną ocenę możliwości uzysku bloków. Mając jednakże na względzie to, że podzielność pokładowa dla większości złóż ma największy wpływ na wartość wskaźnika bloczności, jej znajomość w poszczególnych otworach może być przydatna dla właściwego zagospodarowania ocenianego fragmentu górotworu.

W przypadku braku ortogonalności pomiędzy wyróżnionymi zespołami płaszczyzn podzielności, wielkość koniecznego powiększenia wymiaru liniowego bryły dla uzyskania bloku można wyliczyć wprowadzając poprawki dla różnych przypadków skośności jednego z zespołów (rys. 8.7).



Rys. 8.7. Wymiary liniowe bryły a, b, c konieczne dla uzyskania bloku o wymiarach x, y, z w warunkach braku ortogonalności układu płaszczyzn podzielności

Oprócz sumarycznej oceny zawartości materiału blocznego, możliwa jest też ocena stopnia jego rozdrobnienia poprzez określenie wskaźników odpowiadających objętościom bloków kolejnych frakcji materiału blocznego. Wyróżniane są bloki: bardzo małe o objętości poniżej  $0,5 \text{ m}^3$ , małe  $0,5\text{--}1,0 \text{ m}^3$ , średnie  $1,0\text{--}1,5 \text{ m}^3$ , duże  $1,5\text{--}2,0 \text{ m}^3$  i bardzo duże, których objętość przekracza  $2 \text{ m}^3$  (tab. 8.4). Zakłada się też niekiedy, że grubość bloków powinna wynosić co najmniej 30% ich szerokości, ale nie mniej niż 20–40 cm.

Różnice wskaźników bloczności obliczonych dla poszczególnych frakcji wyznaczają ich względny udział w materiale blocznym.

Tabela 8.4

Klasyfikacja bloczności geologicznej złóż materiałów kamiennych

Bloczność		Złóża				
		skał magmowych i metamorficznych o budowie		piaskowców	wapieni lekkich, dolomitów	marmurów, wapieni zbitych
		prostej (granity)	złożonej (sjenity, gabra, serpentynity)			
Minimalna wielkość bloków [m <sup>3</sup> ]		0,40	0,25	0,40	0,3	0,25
Klasa bloczności [% obj.]	mała	<20	<10	<20	<10	<5
	średnia	20–50	10–20	20–50	10–30	5–10
	duża	>50	>20	>50	>30	>10

### 8.6. Zmienność parametrów złożowych

Na rejestrowaną zmienność parametrów złoża składa się naturalne ich zróżnicowanie oraz zróżnicowanie wynikające ze sposobu ich rejestracji i obciążenia pomiarów nieuniknionymi błędami. Może być ona właściwie przedstawiona i interpretowana tylko pod warunkiem zastosowania podobnego typu opróbowania, tzn. pobrania próbek o zbliżonej wielkości i geometrii oraz podobnym rozstawie. Obserwowana wielkość i charakter zmienności parametrów złożowych jest uzależniona od:

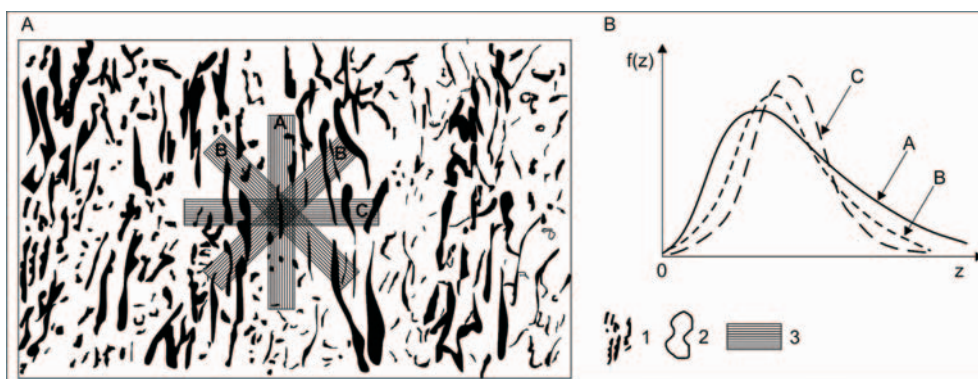
- naturalnej, uwarunkowanej genetycznie, zmienności złoża,
- kształtu i gęstości sieci opróbowania (rozpoznania) i związanej z nimi liczności pomiarów (próbek),
- parametrów indywidualnych próbek: ich wielkości, formy i orientacji w przestrzeni złożowej (określanych jako pole pomiaru),
- błędów pomiarowych (oznaczeń parametrów charakteryzujących właściwości kopaliny).

Zmiana systemu opróbowania prowadzi do uzyskania innej charakterystyki zmienności parametrów złożowych.

Geometria sieci rozpoznania – a szczególnie przyjęty interwał opróbowania – decydują o możliwości wydzielenia w całkowitej zmienności parametru jej składników: losowego – opisującego przypadkowe, chaotyczne zmiany wartości parametru i nielosowego – opisującego prawidłowości zmian wartości parametru. Możliwości ujawnienia składnika nielosowego wzrastają przy zmniejszającym się interwale opróbowania.

Wpływ cech geometrycznych pojedynczej próbki na wielkość obserwowanej zmienności parametru złożowego wynika z uśrednienia jego wartości w obrębie przestrzeni próbki. Stopień tego uśrednienia uzależniony jest od wielkości, formy i orientacji próbki. Orientacja próbki nie odgrywa jedynie roli w sytuacji izotropowego rozmieszczenia składnika w złożu.

Wpływ tych czynników na postać rozkładów prawdopodobieństwa zilustrowano na rysunkach 8.8–8.10.



**Rys. 8.8.** Wpływ orientacji próbki geologicznej na obserwowaną zmienność składnika użytecznego w złożu sztokwerkowym

A – orientacja próbek, 1 – koncentracja składnika użytecznego, 2 – skała płonna, 3 – próbka geologiczna;

B – krzywe rozkładu zawartości składnika użytecznego przy różnej orientacji próbek (A, B, C), zmienność obserwowana parametru jest najmniejsza dla próbki zorientowanej prostopadle do przebiegu żyłek mineralnych, zaś największa dla próbki zorientowanej zgodnie z ich przebiegiem

Zwiększenie wielkości próbki skutkuje symetryzacją rozkładu prawdopodobieństwa parametru złożowego oraz zmniejszeniem rozrzutu jego wartości (rys. 8.9).

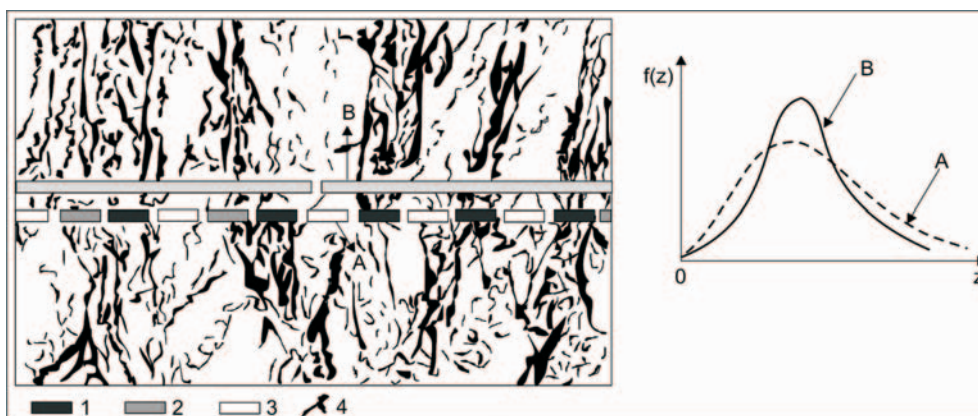
W przypadku hipotetycznej, czysto losowej zmienności parametru złożowego (przypadek praktycznie rzadko spotykany) wariancja wartości parametru złożowego jest odwrotnie proporcjonalna do wielkości próbki<sup>4</sup>. Pojawienie się składnika nielosowego zmienności osłabia tę zależność, tzn. obniżenie wariancji ze wzrostem wielkości próbki jest wolniejsze, a prognoza wielkości wariancji dla próbek o różnej wielkości wymaga zastosowania metod geostatystycznych.

Odmienne postacie rozkładów prawdopodobieństwa uzyskuje się także przy zastosowaniu próbek o tych samych wielkościach, ale o różnych formach geometrycznych (rys. 8.10).

Wyraźna anizotropia zmienności rozmieszczenia składnika użytecznego rzutuje silnie na postać rozkładów prawdopodobieństwa (rys. 8.8). W przypadku, gdy próbka (lub pole pomiaru o kształcie prostokąta), orientowana jest dłuższym bokiem równolegle do kierunku maksymalnej zmienności złoża anizotropowego, rozrzut wartości parametrów złożowych jest znacznie mniejszy niż w przypadku orientacji próbki równolegle krótszym bokiem do kierunku maksymalnej zmienności. Przejawia się to również większym skupieniem rozkładu

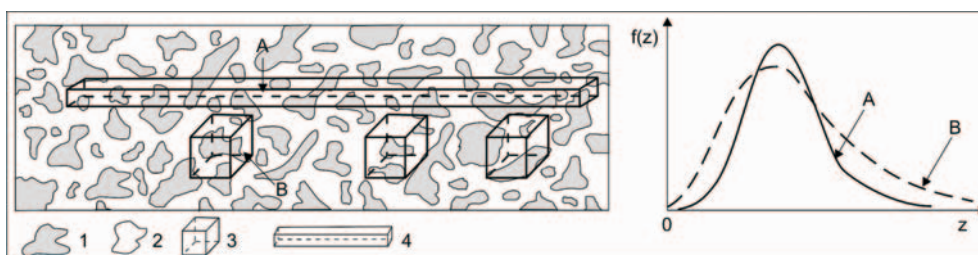
<sup>4</sup> Duża próbka ( $d$ ) o masie  $G$  może być uważana za złożoną z  $n$  małych ( $m$ ) o masie  $g$  każda wówczas

$$S_d^2 = \frac{S_m^2}{n} = \frac{S_m^2 g}{G}$$



**Rys. 8.9.** Wpływ wielkości próbki geologicznej na obserwowaną zmienność zawartości składnika użytecznego według Każdana (1977)

1 – próbki z bogatą mineralizacją, 2 – próbki z mineralizacją o umiarkowanej intensywności, 3 – próbki płonne, 4 – mineralizacja (ze wzrostem próbek maleje zmienność obserwowana badanego parametru)



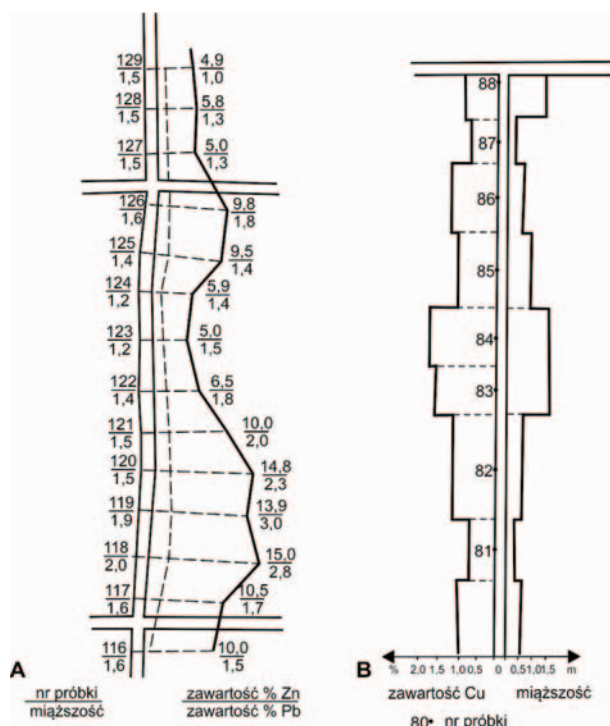
**Rys. 8.10.** Wpływ formy próbki geologicznej na obserwowaną zmienność zawartości składnika użytecznego według Każdana (1984)

1 – składnik (minerał) użyteczny, 2 – skała płonna, 3 – próbka o formie sześciątła (kwadratowa w przekroju), 4 – próbka o formie prostokątła; próbki obu typów (3 i 4) mają tę samą objętość, ale zmienność obserwowana parametru dla próbki o formie wydłużonej jest mniejsza niż dla próbki o formie izometrycznej

wokół wartości średniej. Wynika z tego, że przy danym kształcie próbki jej orientacja w złożu powinna być dobierana odpowiednio do struktury zmienności złoża. Uwaga ta dotyczy również geometrii sieci rozpoznawczej.

Konsekwencją różnych postaci rozkładów dla próbek o odmiennych cechach geometrycznych są zróżnicowane wartości statystycznych miar zmienności.

Pewien wpływ na formę rozkładów ma również liczność próbek (pomiarów). W przypadku zbiorów mniej licznych, rozkłady reprezentowane przez histogramy mają często fałszywe maksima (czyli są wielomodalne), co może się zdarzać także w przypadku niewłaściwego doboru szerokości przedziałów klasowych. Charakterystyka zmienności może być przedstawiona tylko na podstawie co najmniej 30 obserwacji.



Rys. 8.11. Przedstawianie wyników opróbowania na mapach jakości kopaliny

### 8.7. Prezentacja kartograficzna wyników opróbowania

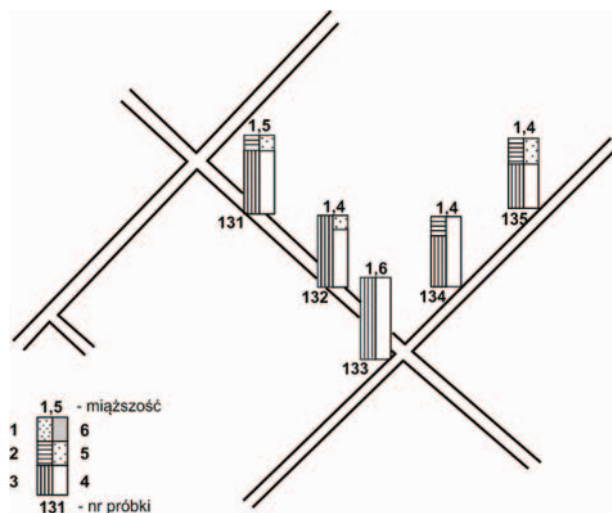
Miejsca pobrania próbek i wyniki ich badań nanosi się na profile odpowiednio otworów wiertniczych lub mapy wyrobisk górniczych w formie graficznej – wykresów słupkowych lub linii łamanej (rys. 8.12).

Zróznicowanie jakości kopaliny w granicach złoża może być przedstawione za pomocą map odpowiednich parametrów, które ją charakteryzują. Wykonuje się je na podstawie wyników analiz pobranych próbek.

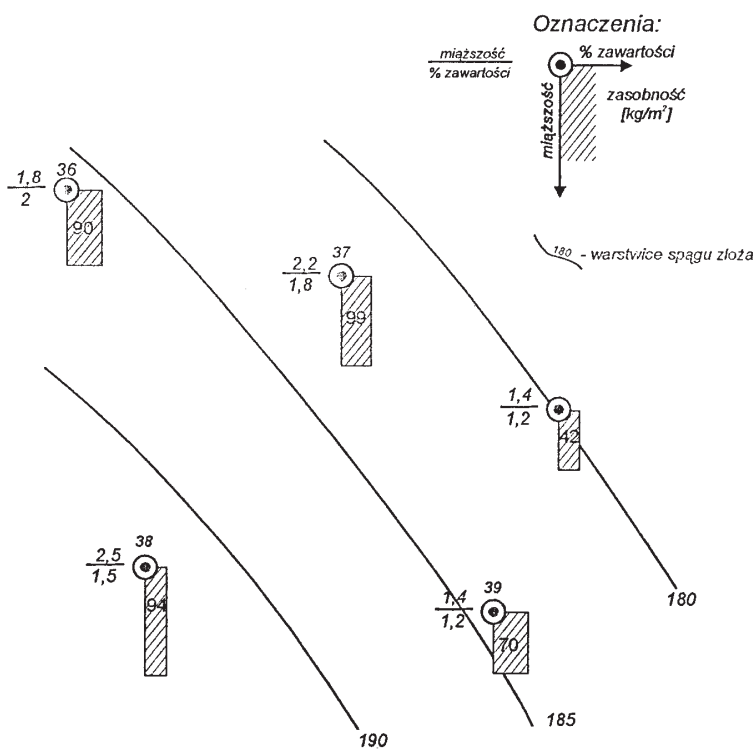
Mogą one ukazywać (rys. 8.13, 8.14):

- 1) zawartości procentowe poszczególnych składników chemicznych, charakteryzujących jakość kopaliny (np. metali w złożach rud, CaO, MgO, SiO<sub>2</sub> i innych w złożach wapieni itp.),
- 2) skład mineralny,
- 3) wartości pewnych wskaźników charakteryzujących jakość surowca, na przykład stosunki zawartości niektórych składników, tzw. moduły, np. charakteryzujące surowiec cementowy (krzemianowy SiO<sub>2</sub>/(Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>+Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), glinowy Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>/Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>),
- 4) właściwości fizyczne decydujące o jakości kopaliny (np. wartość opałową w przypadku węgla, ogniotrwałość w przypadku glin ogniotrwałych),





**Rys. 8.12.** Fragmenty map jakości glin ogniotrwałych (złoże Mroczków)  
 ogniotrwałość: 1 – poniżej 163 sP, 2 – 163–165 sP, 3 – ponad 165 sP; zawartość  $Fe_2O_3$ : 4 – poniżej 3%,  
 5 – 3–3,5%, 6 – ponad 5%



**Rys. 8.14.** Sposób przedstawiania wyników badań złoże w przypadku zróżnicowania losowego jego parametrów lub w przypadku nielicznych danych (R. Krajewski 1955)

5) typy lub gatunki kopaliny – jeśli wyróżnia się je na podstawie zespołu różnych cech (np. typy węgla określane na podstawie wartości opałowej, zawartości części lotnych, właściwości koksowniczych).

W złożach rud zawartość składnika użytecznego wyraża się nie tylko w procentach bezwzględnych, lecz również jako ilość składnika w kilogramach lub tonach na 1 m<sup>2</sup> powierzchni złoża, określaną jako zasobność złoża. Jej zróżnicowanie przedstawia się za pomocą izarytm na **mapach zasobności**<sup>5</sup>.

Najczęściej zróżnicowanie jakości kopaliny przedstawia się za pomocą map izarytm odpowiednich parametrów (rys. 8.13). Sposoby ich sporządzania przedstawione są w części II.

Na mapach jakości kopaliny odstęp między izarytmami powinien być większy od dokładności określenia wartości tego parametru w pobieranych próbkach, których wyniki badań są podstawą do sporządzenia mapy.

Mapy takie dostarczają informacji o zróżnicowaniu jakości kopaliny w złożu. Pozwalają zorientować się w prawidłowościach tego zróżnicowania. Dla ułatwienia interpretacji tych prawidłowości na mapę nanosi się też, w zależności od potrzeb, ważniejsze elementy budowy geologicznej (tektonikę, charakter litologiczny utworów itp.).

Dla szacowania zasobów i projektowania eksploatacji – zwłaszcza, gdy prowadzi się ją selektywnie – szczególnie ważne jest stwierdzenie, czy w złożu można wyróżnić części różniące się jakością kopaliny oraz czy obserwuje się anizotropię zróżnicowania jakości. Kierunek wybierania złoża powinien być w miarę możliwości zgodny z kierunkiem najmniejszej zmienności jakości kopaliny, gdyż zapewnia to stabilizację jakości urobku. Jest to kierunek, w którym występuje najmniejsze zagęszczenie izarytm. Zróżnicowanie obszarowe jakości pozwala na projektowanie bądź eksploatację selektywnej odmiany kopaliny o różnych właściwościach i zastosowaniach surowcowych (na przykład w przypadku wapieni o zróżnicowanej zawartości CaO do produkcji wapna lub cementu) bądź projektowanie eksploatacji uśredniającej, to jest tak prowadzonej w różnych częściach złoża, że w jej wyniku otrzymuje się urobek o możliwie stałych cechach jakościowych.

W przypadku, gdy o jakości kopaliny decyduje zawartość wielu składników (np. wapieni, rud polimetalicznych) trzeba wykonywać oddzielne mapy dla każdego składnika, np. Zn, Cu, Ag, Pb. Interesujące jest często zachowanie nie tylko zasadniczych składników, lecz i składników towarzyszących, użytecznych lub szkodliwych.

W złożach nieregularnych o granicach nieostrych, na mapach jakości kopaliny powinny być szczególnie wyraźnie zaznaczone dwie izarytmy: izarytma najniższej wartości parametru charakteryzującego tę jakość, przy której eksploatacja jest jeszcze możliwa (zawartości brzeżnej) oraz izarytma wyznaczająca granice części złoża, w której występuje kopalina o szczególnie dobrych parametrach jej jakości. Pierwsza z nich odpowiada granicy

---

<sup>5</sup> Zasobność złoża,  $q = 0,01 m\gamma_0p$ , gdzie  $m$  – miąższość złoża,  $\gamma_0$  – gęstość przestrzenna kopaliny,  $p$  – zawartość składnika użytecznego. Niekiedy pomija się gęstość przestrzenną i wyraża zasobność iloczynem miąższości i zawartości składnika użytecznego w „metro-procentach” [m%]



złoża (w obrębie której dokonuje się obliczenia zasobów bilansowych), druga prowadzona wzdłuż linii średniej zawartości składnika użytecznego lub jakiejś innej obranej powyżej niej, orientuje w rozkładzie najbogatszych części złoża i zwykle wskazuje główne kierunki zróżnicowania jakości.

Oprócz map uwzględniających wyniki badań chemicznych, można wykonać również mapy ilustrujące skład mineralny lub właściwości fizyczne kopaliny, decydujące o jej jakości. Przeważnie zestawia się je w celu wydzielenia typów kopaliny ze względu na sposób użytkowania (np. w złożach węgla kamiennego rozmieszczenie różnych jego typów) lub ze względu na wymagania przeróbki (np. w górnoląskich złożach cynku osobno przedstawia się zawartość cynku w rudach utlenionych, a osobno w siarczkach, gdyż każdy z tych kruszców przy przeróbce wymaga innej technologii). Na podstawie wyników specjalnych badań wzbogacalności sporządza się mapy technologicznych typów rudy, zaznaczając obszary ich występowania.

Dla złóż bardzo stromo nachylonych mapy jakości wykonuje się w rzucie na płaszczyznę pionową, gdyż obraz w rzucie na płaszczyznę poziomą może być nieczytelny z powodu dużych skrótów odległości między punktami opróbowania. Mapy takie ułatwiają śledzenie zjawisk zróżnicowania jakości kopaliny zależnie od głębokości (np. zasięgu stref utleniania w złożach rud strefowości mineralizacji).

Należy mieć szczególnie na uwadze, że izarytmowe mapy parametrów charakteryzujących jakość kopaliny mogą być wykonywane, gdy zmienność tych parametrów ma charakter nielosowy, lub gdy w ogólnej ich zmienności składnik nielosowy jest dostatecznie wyraźnie zaznaczony, zwykle gdy stanowi ponad 50% zmienności ogólnej. W przypadku zmienności losowej lub słabo zaznaczonego składnika nielosowego zmienności i interpretacja izarytm obarczona jest dużym błędem. Jego wielkość można oszacować jeśli interpolacja jest przeprowadzona metodą krigingu punktowego<sup>6</sup> (rys. 8.13). Z tego powodu z reguły niecelowe jest sporządzanie map jakości kopaliny w początkowych etapach badania złoża (w kategorii  $C_1$  i  $C_2$ ), gdy liczba informacji jest niewielka i nie można stwierdzić, czy istnieją prawidłowości zróżnicowania cech jakościowych złoża. Mapy takie z reguły zdecydowanie różnią się od sporządzanych na podstawie zagęszczonej sieci punktów rozpoznawczych czy danych eksploatacyjnych. Dostarczają tym samym błędnej informacji projektantowi zakładu górniczego.

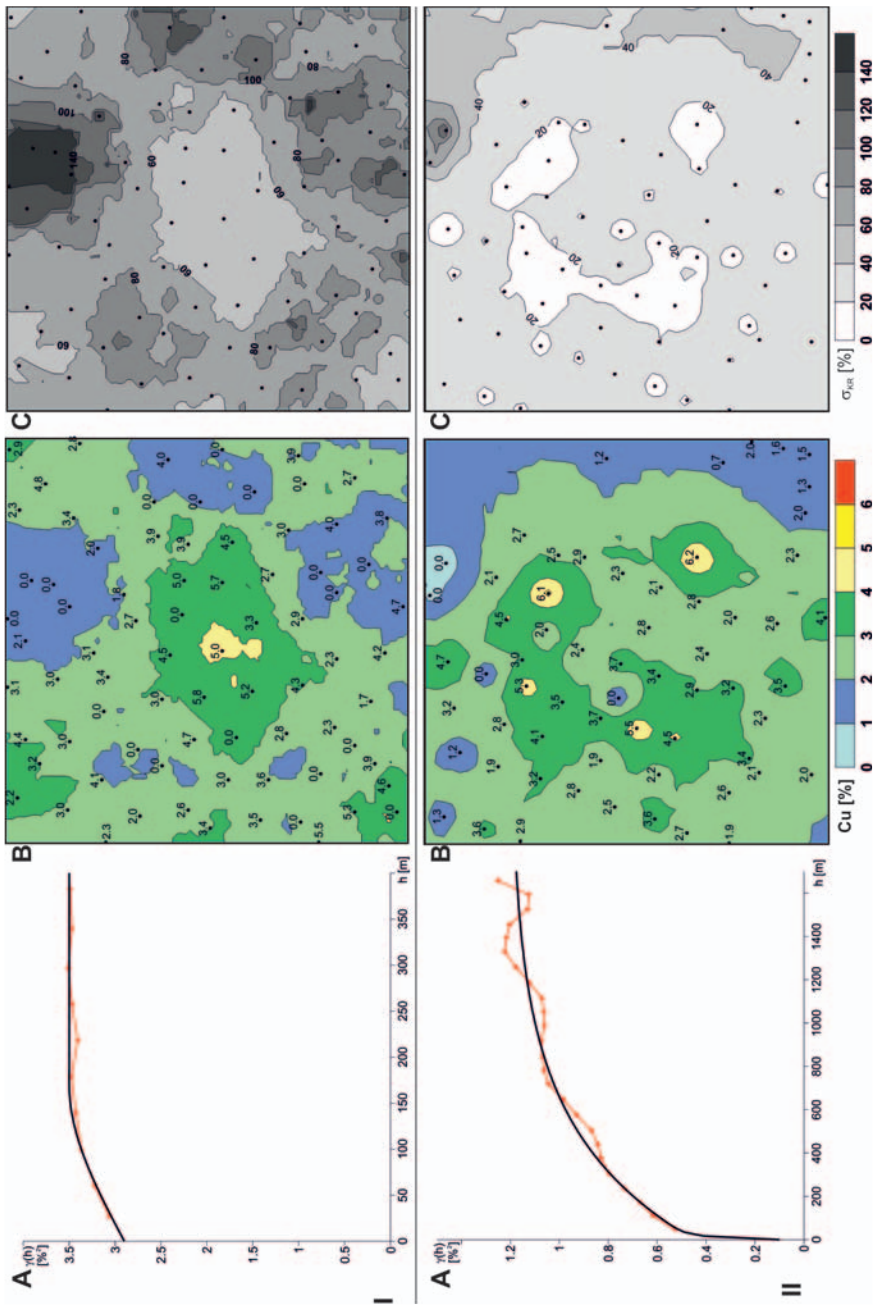
Na początku badania złoża ze względu na nieliczne dane pochodzące przeważnie z otworów ograniczamy się do przedstawienia wyników analizy chemicznej w postaci kolumnienek umieszczonych obok otworów badawczych (rys. 8.14), reprezentujących w umownej skali miąższość złoża i zawartości poszczególnych składników (średnie w otworze) lub zasobność.

Zróżnicowanie jakości kopaliny w zależności od potrzeb przedstawia się także na przekrojach. Zwykle obok każdego otworu przedstawianego na przekroju wrysowuje się wykres słupkowy wyników odpowiednich badań pobranych w nim próbek; rzadziej zróżnicowanie jakości kopaliny przedstawia się na przekroju za pomocą izarytm. Ma to szcze-

---

<sup>6</sup> Sposób oszacowania błędów krigingu przedstawiony jest w części II i aneksie do części IV.

gólne znaczenie, gdy przewidywane jest prowadzenie eksploatacji selektywnej odmian kopaliny różniących się jakością, przeznaczonych do różnych zastosowań surowcowych (np. w złożach wapieni – przeznaczonych w zależności od ich jakości, przede wszystkim zawartości CaO, dla przemysłu wapienniczego lub cementowego).



**Rys. 8.13.** Mapy izarytm zawartości miedzi. Interpolacja – kriging punktowy.

I – słabo zaznaczony nielosowy składnik zmienności, II – wyraźny udział nielosowego składnika zmienności; a – semiwariorgram empiryczny i jego model (sferyczny), b – mapa zawartości miedzi, c – mapa błędów krigingu



## LITERATURA

---

1. ALBOW M.N., 1955 – Opróbowanie złóż rud przy ich poszukiwaniu i eksploatacji. Wyd. Geol., Warszawa.
2. ALBOW M.N., 1975 – Oprobowanie miastoroźdienij poleznych iskopajemych. Niedra, Moskwa (wyd. polskie – Opróbowanie złóż rud).
3. AMSTUTZ C.C., 1971 – Glossary of Mining Geology. F. Enke Ver. Stuttgart.
4. BLAJDA R., NIEĆ M., SKÓRSKI W., 1975 – Zmiany zawartości siarki w próbkach rudy pod wpływem wietrzenia. Kwart. Geol. T. 19, nr 3, s. 691–700.
5. BROMOWICZ J., KARWACKI A., 1982a – Metodyka badań bloczności złóż budowlanych materiałów kamiennych. Zesz. Nauk. AGH Geologia 8/2, 51–76.
6. CHARBUCIŃSKI J., NICHOLS W., 2003 – Application of spectrometric nuclear borehole jogging for reserves estimation and mine planning AT Callide coalfield open-cut mine. Applied Energy 74 p. 313–322.
7. CHARBUCIŃSKI J., DURAN O., FREAUT R., HEROSI N., PINEYRO I., 2004 – The application of PGNA borehole jogging for copper grade estimation AT Chuquicamata mine. Applied Radiation Isotopes, v. 60, nr 5, p. 771–777.
8. FAFAFA Z., TWARDOWSKI K., RYCHLICKI S., TRAPLE J., 1994 – Wykorzystanie geofizyki wiertniczej do bezrdzeniowego dokumentowania geologicznego otworów na złożach węgla brunatnych. Górn. Odkrywk. r. 36, nr 6, s. 63–75.
9. IWANOW N.W., 1959 – Oprobowanie po tipam rud. Zap. Leningrad. Gornogo Instituta t. XXXI, wyp. 2 Geologija.
10. JANIK E., OLSZEWSKI T., WIRTH H., 1988 – Wybrane problemy z metodyki rozpoznawania i dokumentowania złóż rud cyny. [W:] Metodyka rozpoznawania i dokumentowania złóż kopaliny stałych. Rozpoznawanie i dokumentowanie złóż cyny. Wyd. AGH, Kraków.
11. JARZYNA J., BAŁA M., 2000 – Measurements and interpretation of well logs In Jeziorko sulphur deposit, Tarnobrzeg, Poland. Geol. Quat. Vol. 44, nr 2, p. 157–166.
12. KAŻDAN A.B., 1977 – Razwiedka miastoroźdienij poleznych iskopajemych. Niedra, Moskwa.
13. KAŻDAN A.B., 1984 – Poiski i razwiedka miastoroźdienij poleznych iskopajemych. Naucznyje osnovy poiskow i razwiedki. Niedra, Moskwa.
14. KOŚCIÓWKO H., WYRWICKI R. (red.), 1996 – Metodyka badań kopaliny ilastych. PIG Warszawa–Wrocław.
15. KREJTER W.M., 1961 – Poiski i razwiedka miastoroźdienij poleznych iskopajemych. Gos-geołtechizdat, Moskwa.

16. KRUKOWIECKI W., 1961 – Pobieranie próbek kopaliny i ich badanie. PWN, Łódź.
17. LADRA B., NIEĆ M., 2000 – Kopalnia dolomitu Dubie. AWK GEO, Kraków.
18. MUCHA J., 1977 – Dokładność opróbowania śląsko-krakowskich rud Zn-Pb. Rudy i Metale Nieżelazne, r. 22, nr 8, s. 407–411.
19. MUCHA J., 1994 – Metody geostatystyczne w dokumentowaniu złóż. Skrypt AGH, Kraków, s. 115.
20. MUCHA J., WASILEWSKA M., 2006 – Siedem grzechów głównych (?) dokumentowania jakości i zasobów złóż. Górnictwo Odkrywkowe nr 1–2, 35–42.
21. MUCHA J., WASILEWSKA M., 2006 – Teoria opróbowania Gy i przykłady jej zastosowań w geologii górniczej w Polsce. Przegląd Górniczy, nr 12, 33–38.
22. MUCHA J., WASILEWSKA M., 2009 – Ocena błędów opróbowania złóż – statystyczny niezbędnik geologa górniczego. Górn. Odkryw., nr 2–3, Wrocław, 84–90.
23. NIEĆ M., 1976 – Dokładność pomiaru parametrów i określenia zasobów złoża siarki. Kwart. Geol. t. 20, nr 4, s. 853–871.
24. NIEĆ M., 1990 – Geologia kopalniana. Wyd. Geol., Warszawa.
25. NIEWODNICZAŃSKI J., 1971 – Radiometryczna analiza rud niepromieniotwórczych. Zesz. Nauk. AGH 303. Mat. Fiz. Chem. 8, s. 1–112.
26. OCZKUR A.P. (red.), 1985 – Rentgenoradiometrycznej metod pri poiskach i razwiedkie rudnych miestorożdzenij. Nierad, Leningrad.
27. SUCHAN J., ROŻEK R., MRZYGLÓD M., 2008 – Rozpoznanie i dokumentacja złoża przy pomocy przenośnych analizatorów rentgenowskich na podstawie doświadczeń O/ZG Rudna, KGHM Polska Miedź S.A. Górn. Odkryw., nr 2–3, s. 81–85.
28. TARNOWSKI K., RYCHLIICKI S., FAFAFA Z., TRAPLE J., KROCHMAL K., 1999 – Wykorzystanie pomiarów geofizyki wiertniczej do geologicznego dokumentowania otworów węglowych. [W:] Geofizyka w geologii, górnictwie i ochronie środowiska. Wyd. AGH, Kraków, s. 292–305.