

Ministerstwo Środowiska

METODYKA DOKUMENTOWANIA ZŁÓŻ KOPALIN STAŁYCH

Część IV

SZACOWANIE ZASOBÓW



MINISTERSTWO
ŚRODOWISKA



NARODOWY FUNDUSZ OCHRONY ŚRODOWISKA
I GOSPODARKI WODNEJ

Kraków 2012

REDAKCJA I OPRACOWANIE

prof. dr hab. inż. Marek Nieć

PRZY WSPÓŁDZIALE

dr. hab. inż. Jacka Muchy, prof. AGH, aneks
dr. hab. inż. Eugeniusza J. Sobczyka, prof. IGSMiE PAN, rozdz. 2.4.3
dr inż. Moniki Wasilewskiej-Błaszczuk, AGH, aneks

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 Sudoł
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 978-83-62922-13-0

IGSMiE PAN – Wydawnictwo, Kraków 2012

Objętość ark. wyd. 21,75; ark. druk. 30,5 (× 8) + wklejki
Druk i oprawa: Agencja Reklamowo-Wydawnicza „Ostoja” Maciej Hubert Krzemień,
Cianowice 348, 32-043 Skała

SPIS TREŚCI

Wstęp	5
1. Szacowanie zasobów. Czynności związane z szacowaniem zasobów	7
2. Klasyfikacja zasobów	9
2.1. Zasady ogólne	9
2.2. Klasyfikacja zasobów z uwagi na rodzaj i jakość kopaliny	9
2.3. Klasyfikacja zasobów z uwagi na stopień zbadania złoża	10
2.4. Klasyfikacja zasobów w zależności od ich przydatności gospodarczej	19
2.4.1. Zasady klasyfikacji	19
2.4.2. Kryteria geologiczne złoża (kryteria bilansowości)	22
2.4.3. Kryteria przemysłowości złoża (zasobów przemysłowych)	38
2.5. Międzynarodowe klasyfikacje zasobów	45
2.5.1. Stosowane klasyfikacje	45
2.5.2. Klasyfikacja CRIRSCO oparta na kodeksie JORC	45
2.5.3. Międzynarodowa ramowa klasyfikacja zasobów ONZ (UNFC)	47
2.5.4. Porównanie polskiej klasyfikacji zasobów z klasyfikacjami międzynarodowymi UNFC i CRIRSCO (JORC)	47
3. Podstawy teoretyczne obliczania zasobów złóż kopalin stałych	57
4. Pomiar parametrów złożowych	61
4.1. Miąższość złoża	61
4.2. Gęstość przestrzenna	69
4.3. Zawartość składnika użytecznego	74
4.4. Powierzchnia złoża	78
4.4.1. Mapa zasobów	78
4.4.2. Powierzchnia złoża i jego granice. Granice obszaru obliczenia zasobów	78
4.4.3. Pomiary powierzchni	87
4.5. Współczynniki zasobności (rudoności)	90
4.6. Współczynniki skrasowienia i zuskokowania	93
4.7. Sposób przedstawiania informacji o parametrach złoża i jej wykorzystanie w szacowaniu zasobów	94

5.	Metody obliczania zasobów	97
5.1.	Zasady ogólne	97
5.2.	Obliczanie zasobów metodą krigingu	98
5.2.1.	Podstawy metody	98
5.2.2.	Warunki stosowania krigingu	101
5.2.3.	Kriging blokowy i poligonowy	101
5.3.	Obliczanie zasobów metodą minibloków („paletki objętościowej”) i krigingu punktowego	107
5.4.	Uprozczone metody obliczania zasobów	110
5.4.1.	Zasady ogólne	110
5.4.2.	Metoda średniej arytmetycznej i bloków	112
5.4.3.	Metoda wieloboków (Bołdyriewa)	119
5.4.4.	Metoda trójkątów	123
5.4.5.	Metoda izolinii (izarytm)	124
5.4.6.	Metoda przekrojów	127
5.4.7.	Metoda okręgów	136
5.4.8.	Obliczanie zasobów na podstawie współczynnika zasobności i statystyki wydobywania	138
5.4.9.	Wybór metody obliczania zasobów	140
5.5.	Obliczanie zasobów pierwiastków śladowych i rzadkich	144
6.	Dokładność rozpoznawania złóż i szacowania zasobów	147
6.1.	Źródła i rodzaje błędów w szacowaniu zasobów	147
6.2.	Błędy pomiaru parametrów złoża („techniczne”)	149
6.3.	Błędy interpretacji i geometryzacji	157
6.4.	Błędy reprezentatywności	162
6.5.	Ogólny błąd szacowania zasobów	165
6.6.	Ocena dokładności szacowania zasobów złóż małych	166
7.	Rozliczanie i aktualizacja zasobów	169
	Literatura	173
	Aneks	177
	Skorowidz rzeczowy	229

WSTĘP

Szacowanie zasobów obejmujące obliczenie ich ilości i klasyfikację w zależności od stopnia rozpoznania złoża i użyteczności gospodarczej jest najbardziej odpowiedzialną częścią dokumentacji geologicznej złoża. Odpowiedzialność ta spoczywa na geologu–dokumentatorze, który ją poświadcza swoim podpisem na karcie tytułowej dokumentacji, i pod zestawieniem wykazywanych zasobów.

Powszechne zastosowanie technik komputerowych znacznie usprawnia i przyspiesza proces szacowania zasobów, w szczególności prace rachunkowe. Zezwala też na stosowanie złożonych procedur obliczeniowych, zwłaszcza krigingu opartego na metodach geostatystycznych. Dokumentator musi być jednak świadom wyboru metody szacowania i sposobu realizacji prac obliczeniowych. Stosowanie programów komputerowych na zasadzie „czarnej skrzynki” i zdanie się na automatyzm wyboru procedury obliczeniowej zwykle prowadzi do poważnych błędów.

Warunkiem nieodzownym prawidłowego oszacowania zasobów jest:

- właściwe rozpoznanie złoża,
- poprawność danych podstawowych: obserwacji wykonanych w otworach rozpoznawczych lub wyrobiskach górniczych, właściwy sposób opróbowania i badań rodzaju i jakości kopaliny,
- poprawna interpretacja danych podstawowych w postaci modelu złoża przedstawianego na mapach i przekrojach.

Zasady rozpoznawania złóż, ich kartowania i opróbowania przedstawione zostały w części I, II i III.

Interpretacja modelu złoża, który jest podstawą dla wyboru metody szacowania zasobów, ich klasyfikacji i sposobu realizacji obliczeń musi być zgodna z zasadami wiedzy geologicznej. Ma ona zawsze znamiona autorskie i jest uzależniona od doświadczenia, wiedzy i umiejętności jej wykorzystania przez geologa–dokumentatora. Wymaga się zatem, by posiadał on odpowiednie potwierdzone kwalifikacje oparte na co najmniej kilkuletniej

praktyce (w Polsce 3-letniej w dokumentowaniu złóż kopalin stałych, a w wielu krajach 5-letniej, w dokumentowaniu określonego typu złóż kopalin¹).

W kolejnych rozdziałach przedstawione zostały podstawowe metody szacowania zasobów, a w aneksie przegląd metod statystycznych i geostatystycznych wykorzystywanych w dokumentowaniu złóż.

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 złożę 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.

¹ Wymagana przez CRIRSCO (*Combined Reserves International Reporting Standards Committee*) i Federację Geologów Europejskich.



SZACOWANIE ZASOBÓW*

CZYNNOŚCI ZWIĄZANE Z SZACOWANIEM ZASOBÓW

Zasoby złoża stanowi ilość znajdującej się w nim kopaliny. Ich znajomość jest nieodzowna do planowania działalności górniczej oraz uzasadnienia i gwarantowania jej gospodarczej celowości, bowiem uruchomienie eksploatacji wymaga zwykle znacznych nakładów inwestycyjnych.

Szacowanie zasobów obejmuje dwie czynności:

- 1) obliczenie ilości kopaliny znajdującej się w złożu, czyli obliczenie zasobów,
- 2) klasyfikację zasobów na podstawie oceny wiarygodności uzyskanych wyników obliczeń oraz określenia przydatności gospodarczej udokumentowanych zasobów.

Szacowanie zasobów jest czynnością bardzo ważną i odpowiedzialną. Dokonuje się jej na podstawie szczegółowej analizy wszystkich danych dotyczących złoża i wyprowadza wnioski, które decydują o celowości i ekonomicznej zasadności działalności górniczej. Ze względu na gospodarczą i społeczną wagę sposób oceny zasobów, zwłaszcza ich klasyfikacja, jest regulowana zaleceniami, mającymi w niektórych krajach (np. w Polsce) nawet rangę norm prawnych. Zalecenia takie w różnych krajach formułują państwowe służby geologiczne, urzędy górnicze, banki (kredytujące inwestycje górnicze). Dąży się do ujednolicenia zasad klasyfikacji zasobów w skali międzynarodowej. W Polsce obowiązują przepisy wydawane w formie rozporządzenia Ministra Środowiska na podstawie ustawy Prawo geologiczne i górnicze.

Oszacowanie zasobów jest elementem składowym dokumentacji geologicznej złoża. Powinna ona zawierać wszystkie niezbędne do tego dane geologiczne.

* Stosowany często termin „ustalenie zasobów” sugeruje, że obliczona wielkość zasobów jest stała, niezmienna. Tak jednak nie jest, gdyż rezultat obliczeń jest obciążony zawsze dość znaczną niepewnością, wynikającą z naturalnej zmienności złoża, której nie jesteśmy w stanie zbadać całkowicie przed jego wyeksploatowaniem. Z tego względu poprawniejsze wydaje się stosowanie terminu „szacownie zasobów” zaproponowanego przez H. Czczotta (1932).

2

KLASYFIKACJA ZASOBÓW

2.1. Zasady ogólne

Przez klasyfikację zasobów rozumie się ich podział na podstawie trzech podstawowych grup kryteriów:

- rodzaju i jakości kopaliny,
- stopnia rozpoznania złoża i związanej z tym wiarygodności i dokładności oszacowania wielkości zasobów,
- przydatności gospodarczej.

Kryteria te rozpatruje się oddzielnie, aczkolwiek w pewnym stopniu są one wzajemnie powiązane. Zarówno rodzaj, jakość kopaliny jak i dokładność rozpoznania złoża mają znaczenie dla oceny gospodarczej zasobów. Powiązania te znajdują wyraz w sposobie klasyfikacji zasobów.

2.2. Klasyfikacja zasobów z uwagi na rodzaj i jakość kopaliny

Podział złoża i jego zasobów z uwagi na rodzaj i jakość kopaliny ma znaczenie wówczas, gdy zróżnicowanie cech mineralogicznych, petrograficznych kopaliny lub zróżnicowanie zawartości składników użytecznych lub szkodliwych albo innych parametrów charakteryzujących jej jakość znajduje wyraz w różnym jej zastosowaniu lub powoduje konieczność zastosowania różnych procesów jej przeróbki, uszlachetnienia lub wzbogacenia.

Kryteria podziału są bardzo różne w odniesieniu do poszczególnych kopaliny.

Przykładowo:

- w rudach podstawą podziału może być skład mineralogiczny, w szczególności podział na rudy siarczkowe i utlenione, wymagające różnych metod wzbogacania lub przeróbki hutniczej, a w siarczkowych stopień ich utlenienia,
- w przypadku węgla kamiennych – podział opiera się na zespole cech fizycznych, decydujących o kierunku zastosowaniu węgla i jego jakości (podział na typy węgla), oraz w zależności od zawartości popiołu i siarki,

- w przypadku kopalin wapiennych wydziela się ich rodzaje z uwagi na zawartość CaO i innych składników oraz właściwości fizycznych, określających możliwość ich zastosowania w przemyśle wapienniczym, cementowym itp., lub do produkcji kruszywa, kamienia budowlanego,
- w przypadku kopalin ogniotrwałych wyróżnia się ich klasy w zależności od ogniotrwałości.

Kryteria podziału muszą być zawsze w sposób jednoznaczny zdefiniowane, to znaczy podane graniczne wartości tej cechy lub zespołu cech, na podstawie których następuje wydzielenie odpowiedniego gatunku lub rodzaju kopaliny. Jeśli w złożu występuje kilka wyróżnionych gatunków kopaliny, to ich rozmieszczenie musi być pokazane na mapach i przekrojach, a ich zasoby obliczone oddzielnie. Tak więc w złożach rud osobno oblicza się zasoby rud utlenionych i siarczkowych, a w ich obrębie – zasoby różnych ich gatunków w zależności od składu mineralnego rudy; w złożach węgla osobno oblicza się zasoby poszczególnych ich typów i zasoby części złoża, w których węgiel różni się zawartością popiołu; w złożach glin ogniotrwałych osobno zasoby poszczególnych ich gatunków w zależności od ich ogniotrwałości itd.

2.3. Klasyfikacja zasobów z uwagi na stopień zbadania złoża

Obraz budowy złoża tworzy się na podstawie stosunkowo niewielkiej ilości danych, jakie dostarczają prace rozpoznawcze. Możliwości ich zwiększania są ograniczone z przyczyn ekonomicznych. Zawsze istnieje więc możliwość błędnej oceny, z którą wiąże się ryzyko budowy zakładu górniczego i przyszłej jego eksploatacji. Ocenę stopnia tego ryzyka umożliwia znajomość dokładności oszacowania zasobów.

Obliczona wielkość zasobów złoża jest z reguły obciążona pewnym błędem wynikającym z ograniczonych możliwości zbadania złoża (zob. rozdz. 7.2). Stan zbadania złoża ocenia się na podstawie:

- 1) stopnia i wiarygodności rozpoznania budowy geologicznej złoża,
- 2) zakresu badań rodzaju i jakości kopaliny,
- 3) zakresu badań górniczo-geologicznych warunków eksploatacji (hydrogeologicznych, inżyniersko-geologicznych, gazowych),
- 4) oceny wielkości błędu oszacowania zasobów.

W klasyfikacji polskiej wyróżnia się siedem stopni lub kategorii poznania złoża określonych symbolami: E (D₃), D₂, D₁ (D), C₂, C₁, B i A. Kategorie E – C₂ dotyczą zasobów przewidywanych na podstawie wyników kolejnych etapów prac poszukiwawczych, a C₁ – A zasobów dokumentowanych w wyniku realizacji prac rozpoznawczych. Wyróżnianie kategorii D – A jest formalnie wymagane na podstawie Rozporządzenia Ministra Środowiska w sprawie dokumentacji geologicznej złoża kopaliny. Kategorie E (D₃), D₂, D₁ stosowane są nieformalnie w ocenie zasobów prognostycznych i perspektywicznych.

Zasady klasyfikacji przedstawiono w tabeli 2.1. Wymagają one tylko kilku uzupełniających wyjaśnień.

2. Klasyfikacja zasobów

Tabela 2.1
Klasyfikacja zasobów ze względu na stopień ich zbadania

Kategoria	Etap badania złoże	Wymagania odnośnie sposobu zbadania złoże	Zakres badań rodzaju i jakości kopaliny	Zakres badań warunków geologiczno-górnicznych eksploatacji	Maksymalny możliwy błąd oszacowania zasobów*	Sposób wykorzystania informacji
1	2	3	4	5	6	7
E (D ₃)	Prace rekonesansowe. Zasoby hipotetyczne	określenie obszaru perspektywicznego dla występowania złoże (złóż). Złoże przewidywane, hipotetyczne, na podstawie przesłanek ich występowania, bez określenia położenia ewentualnego złoże. Na podstawie analogii do zbadanych obszarów szacowane są zasoby możliwe do odkrycia	ocena możliwego rodzaju i jakości kopaliny wyłącznie na zasadzie analogii	ocena wyłącznie na zasadzie analogii	nie określa się	ocena celowości podjęcia poszukiwań miejsca występowania złoże i decyzje o ich podjęciu
D ₂	Poszukiwania wstępne. Złoże i zasoby perspektywiczne	wskazanie miejsca prawdopodobnego występowania złoże. Złoże przewidywane, perspektywiczne, na podstawie zlokalizowanych oznak występowania złoże (geofizycznych, geochemicznych, osobno-wych punktów stwierdzenia kopaliny, wychodni itp.). Możliwe zasoby złoże szacowane na podstawie ogólnych danych geologicznych metodą analogii	ocena możliwego rodzaju i jakości kopaliny wyłącznie na zasadzie analogii i niekiedy odsobnionych próbek	ocena na podstawie ogólnej znajomości budowy geologicznej	nie określa się	ocena celowości dalszych poszukiwań w celu stwierdzenia złoże i decyzja o ich podjęciu
D ₁ (D ^{***})	Poszukiwania wstępne. Złoże i zasoby prognostyczne	potwierdzenie występowania kopaliny, której nagromadzenie może tworzyć złoże. Zasoby prognozowane, szacowane na podstawie nielicznych, rzadkich punktów stwierdzenia kopaliny (złóż) oraz danych geofizycznych, które pozwalają na przybliżone określenie obszaru występowania złoże	opróbowanie i badanie kopaliny we wszystkich punktach stwierdzeń	ocena na podstawie ogólnej znajomości budowy geologicznej i analogii	ponad 40%	ocena celowości dalszych prac poszukiwawczych i decyzja o kontynuacji prac w celu wstępnego udokumentowania złoże

Tabela 2.1 cd.

1	2	3	4	5	6	7
C ₂	Poszukiwania szczegółowe. Żłoże i zasoby wstępnie zbadane	stwierdzenie obecności złoża i wstępne jego zbadanie. Informacje o złożu z odwołaniem do naturalnych, nielicznych otworów, wyrobisk górniczych rozmieszczonych w taki sposób, że można wstępnie przedstawić warunki występowania złoża i określić jego zasięg. Dopuszcza się wariantową interpretację budowy złoża, jego ułożenia i tektoniki	badania laboratoryjne próbek pobranych systematycznie we wszystkich punktach rozpoznawczych (odstłonięciach, otworach wiertniczych, wyrobiskach górniczych). Ocena właściwości technologicznych na zasadzie analogii	ocena na podstawie znajomości budowy złoża i analogii oraz odosobnionych badań (w szczególności hydrogeologicznych, gazowych)	do ± 40%	wstępna ocena możliwości i celowości wykonywania złożeń. Decyzja o podjęciu wstępnych prac rozpoznawczych
C ₁	Rozpoznanie wstępne (złoża i zasobów)	zbadanie złoża w stopniu niezbędnym dla opracowania projektu jego zagospodarowania. Miejsca stwierdzenia złoża, w szczególności otwory wiertnicze i wyrobiska górnicze rozmieszczone w sposób regularny na obszarze złoża. Gęstość punktów rozpoznawczych zapewniająca żądaną dokładność oszacowania zasobów i jakości kopaliny. Ustalenie w sposób jednoznaczny warunków występowania i formy złoża oraz stylu tektoniki i głównych jej elementów w skali całego złoża lub odpowiedniej jego części	jak poprzednio. Na podstawie badań systematycznie pobranych próbek powinny zostać wydzielone główne typy kopaliny i przedstawione ich rozmieszczenie w złożu	wstępne badania warunków geologiczno-górnictwowych eksploatacji (hydrogeologicznych, inżyniersko-geologicznych, gazowych przeprowadzone w sposób systematyczny	do ± 30%	opracowanie projektu zagospodarowania złoża. Określenie przewidywanych zasobów przemysłowych. Założenia projektowe (techniczno-ekonomiczne) budowy kopalni. Decyzja o podjęciu rozpoznania szczegółowego i wybór części złoża dla tego rozpoznania**
B	Rozpoznanie szczegółowe (złoża i zasobów)	zbadanie złoża w stopniu niezbędnym dla projektowania obiektów zakładu górnictwa. Badawcze otwory wiertnicze lub wyrobiska górnicze rozmieszczone w obszarze złoża w sieci zagęszczonej. Warunki występowania złoża, jego forma i tektonika powinny zostać określone w sposób jednoznaczny na podstawie przeprowadzonych badań	szczegółowe systematyczne badania rodzaju i jakości kopaliny we wszystkich punktach rozpoznawczych. Określenie rozmieszczenia odmian i gatunków kopaliny w sposób jednoznaczny. Badania technologiczne kopaliny	systematyczne badania hydrogeologiczne, inżyniersko-geologiczne, gazowe. Ich zakres i sposób realizacji zależą od wymagań projektu zagospodarowania złoża	do ± 20%	projektowanie zakładu górnictwa i jego obiektów, w szczególności wyrobisk udostępniających. Określenie zasobów przemysłowych. Wyprzedzające planowanie wydobycia

2. Klasyfikacja zasobów

Tabela 2.1 cd.

1	2	3	4	5	6	7
A	Rozpoznanie eksploatacyjne (złoża i zasobów)	zbadanie złoża w stopniu niezbędnym dla projektowania wyrobisk eksploatacyjnych i bezpiecznego prowadzenia eksploatacji. Złoża eksploatowane sposobem podziemnym są zbadane za pomocą wyrobisk udostępniających i przygotowawczych oraz wyprzedzających otworów badawczych. Złoża eksploatowane sposobem odkrywkowym są zbadane za pomocą otworów wierconych przed frontem eksploatacji. Złoża eksploatowane metodami otworowymi są zbadane za pomocą otworów eksploatacyjnych wierconych z pewnym wyprzedzeniem	systematyczne badania jakości kopaliny na podstawie opróbowania złoża w wyrobiskach górniczych i wyprzedzających otworach wiertniczych. Kontrolne badania technologiczne bieżącej produkcji	systematyczne badania hydrogeologiczne i górniersko-geologiczne i górnictwa w wyrobiskach górniczych i otworach wiertniczych. Ich zakres i sposób realizacji określają przepisy górnicze	do $\pm 10\%$, niekiedy dopuszczalny tylko do $\pm 5\%$	bieżące planowanie wydobycia (zwykle w okresie rocznym). Opracowanie planów bezpiecznego prowadzenia eksploatacji i gospodarki złożem (planów ruchu), bieżąca informacja dla kierownictwa kopalni, sygnalizacja zagrożeń naturalnych

* Na poziomie ufności (z prawdopodobieństwem) 0,95.

** Jest to zwykle część złoża, w której wykonywane są roboty udostępniające, lub w której wydobycie kopaliny w początkowym okresie eksploatacji umożliwi zwrot nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni.

*** Kategoria D wg Rozporządzenia M.Ś.

Jako punkt wyjścia dla zaszerzgowaniu zasobów do odpowiedniej kategorii, w praktyce przyjmuje się gęstość sieci rozpoznawczej. Zależy od niej dokładność poznania budowy złoża, a zarazem stwarza ona możliwość przeprowadzenia odpowiednich badań jakości kopaliny i górniczo-geologicznych warunków eksploatacji. Sieć ta powinna zapewniać rozpoznanie parametrów złoża z żądaną dokładnością.

W Polsce przyjęto zasadę określania gęstości sieci rozpoznawczej w zależności od rodzaju kopaliny, stopnia złożoności budowy złoża i jego zmienności, charakteryzowanej w sposób opisowy. Uzależnienie gęstości sieci rozpoznawczej od rodzaju kopaliny wynika z założenia, że skrupulatniej należy badać złoża surowców cenniejszych, a także tych, w stosunku do których są stawiane ostrzejsze wymagania jakościowe (np. kopalni cementowych, glinek szlachetnych).

Z punktu widzenia zmienności i skali złożoności budowy złoża i warunków występowania wyróżnia się trzy grupy złóż (tab. 2.2).

Tabela 2.2

Grupy złóż z uwagi na stopień skomplikowania ich budowy i zmienność parametrów

Grupa złoża	Cechy budowy złoża	Zmienność parametrów złoża, współczynnik zmienności V [%]	Stopień trudności interpretacji budowy złoża	Przykłady
I	Złoża o prostej budowie, ciągłe, niezaburzone tektonicznie lub w niewielkim stopniu zaburzone, wewnątrznie mało zróżnicowane, warunki hydrogeologiczne i inżyniersko-geologiczne proste	mała i umiarkowana do 30%	budowa geologiczna, warunki hydrogeologiczne i inżyniersko-geologiczne łatwe do interpretacji	masywowe złoża kopalni skalnych, niektóre pokłady węgla kamiennego, złoża piasków i żwirów (wydymowe, niektóre aluwialne, fluwioglacjalne)
II	Złoża o budowie zróżnicowanej, lokalnie nieciągłe, tektonicznie zaburzone, warunki hydrogeologiczne i inżyniersko-geologiczne zróżnicowane na obszarze złoża	umiarkowana lub duża 30–60%	trudna interpretacja budowy geologicznej oraz warunków hydrogeologicznych i inżyniersko-geologicznych	złoża węgla brunatnego, siarki rodzimej, żwirowo-piaskowe, skrawiały wapieni, dolomitów, kopalni ilastych, gipsów, złoża rud miedzi, pokłady węgla
III	Złoża o budowie skomplikowanej, nieciągłe, gniazdowe, silnie tektonicznie zaburzone, warunki hydrogeologiczne i inżyniersko-geologiczne złożone	bardzo duża, ponad 60%	budowa geologiczna bardzo trudna do interpretacji, nie dająca się przedstawić na mapach i przekrojach w sposób jednoznaczny, warunki hydrogeologiczne i inżyniersko-geologiczne trudne do interpretacji	złoża rud Zn-Pb, złoża glacictonicznie zaburzone (węgla brunatnego, żwirowo-piaskowe, kopalni ilastych)

Zalecane odległości między otworami wiertniczymi lub wyrobiskami górniczymi, wykonanymi w celu zbadania złoża i oszacowania zasobów w kategorii C₂ podane są w tabeli 2.3. W kategoriach wyższych powinny być wyższe stosownie do oczekiwanej lub wymaganej dokładności rozpoznania. W zależności od kształtu sieci rozpoznawczej bywają o 1/3 do 1/2 niższe przy przejściu od kategorii niższej do wyższej (zob. część I).

Przedstawione zalecane odległości między punktami rozpoznawczymi należy rozumieć jako wytyczne stosowane przede wszystkim przy projektowaniu rozpoznania złoża.

Odległości te są podawane w pewnych przedziałach, w których geolog dokumentator dokonuje wyboru wielkości najbardziej jego zdaniem odpowiedniej w danym przypadku.

Pewną trudność sprawia niekiedy ocena grupy zmienności złoża, stosuje się bowiem klasyfikację opisową. Ocena jest więc w pewnym stopniu subiektywna. W przypadku niewielkiej ilości informacji o złożu zalicza się je do odpowiedniej grupy zmienności przez analogię do innych złóż tego typu. Często właściwe zaliczenie jest możliwe dopiero po dokładnym poznaniu złoża. Przyjęta klasyfikacja zasobów złoża może zatem ulec zmianie w trakcie dalszego jego badania.

W celu zakwalifikowania zasobów w kategorii A, a często także i B wymaga się zbadania złoża za pomocą wyrobisk górniczych. W przypadku kategorii A zasada ta obowiązuje w odniesieniu do wszystkich złóż eksploatowanych sposobem podziemnym. W kategorii B wymaga się rozpoznania górniczego w przypadku złóż grupy III, o złożonej budowie i dużej zmienności. Warunkiem niezbędnym do uznania wyrobiska górniczego za badawcze jest przeprowadzenie w nim obserwacji geologicznych i opróbowania złoża.

Złoża, które mają być eksploatowane sposobem odkrywkowym lub metodami otworowymi, rozpoznaje się nawet w najwyższych kategoriach otworami wierconymi w odpowiednio gęstej sieci. W przypadku eksploatacji otworowej są to otwory wydobywcze wiercone z pewnym wyprzedzeniem. W przypadku eksploatacji odkrywkowej mogą to być specjalne otwory badawcze lub studnie odwadniające albo otwory strzałowe wykonywane przed frontem wybierania. Wymaga się też, aby złożo było otwarte, tzn. musi być wykonany w nim przynajmniej wkop udostępniający.

Podstawowym kryterium dla zakwalifikowania złoża i jego zasobów w odpowiedniej kategorii rozpoznania jest stan znajomości jego budowy geologicznej i wiarygodność jej interpretacji. Nie ma w tym przypadku całkiem obiektywnych ich mierników. Opierają się one na ocenach eksperckich. W kategoriach B i A interpretacja budowy geologicznej złoża (lub odpowiedniej jego części) nie powinna budzić wątpliwości. W kategorii C₁ nie powinna budzić wątpliwości interpretacja podstawowych cech budowy złoża, zwłaszcza jego tektoniki. Wszelkie wątpliwości w tym zakresie i możliwość różnej interpretacji powodują, że zasoby mogą być zakwalifikowane jako zbadane tylko w kategorii C₂.

Drugim czynnikiem decydującym o zakwalifikowaniu zasobów do odpowiedniej kategorii jest stopień zbadania rodzaju i jakości kopaliny. Przyjmuje się zasadę, że wszystkie otwory badawcze i wyrobiska górnicze powinny być systematycznie opróbowane. Zakres badań jest więc uwarunkowany przez gęstość sieci rozpoznawczej.

METODYKA DOKUMENTOWANIA ZŁÓŻ KOPALIN STAŁYCH

Tabela 2.3

Orientacyjne odległości między punktami rozpoznawczymi dla udokumentowania złoża w kategorii C₂

Kopalina	Odległości między wyrobiskami w metrach		
	złoża grupy I	złoża grupy II	złoża grupy III
Węgiel kamienny	4000–2000	2000–1000	1000–500
Węgiel brunatny	2000–1000	1000–500	500–200
Rudy Cu (złoża stratoidalne)		2000–1000	1000–500
Rudy Cu, Mo, W (złoża porfirowe, skarnowe)		1000–500	500–100
Rudy Zn-Pb, Ni (złoża stratoidalne)		500–300	300–150
Rudy Fe (złoża pokładowe)	4000–2000	2000–1000	1000–500
Rudy Fe, Ti-V		1000–500	500–250
Rudy uranu (złoża stratoidalne)		1000–500	500–100
Rudy siarki		1200–600	600–300
Fosforyty		1000–500	500–250
Sole kamienne i potasowe		3000–1000	1000–500
Gips i anhydryt	1000–500	500–300	300–150
Skały magmowe głębinowe	1000–600	600–300	300–150
Skały wylewne i metamorficzne	600–400	400–200	200–100
Piaskowce i kwarcyty	600–400	400–200	200–100
Chalcedonit i diatomit	600–400	400–200	200–100
Wapienie, margle	1000–600	600–300	
Kreda jeziorna		600–300	300–150
Dolomity	1000–500	500–250	250–125
Skały kaolinowe	600–300	300–150	150–75
Ilaste ceramiki szlachetnej	600–300	300–150	150–75
Ilaste ceramiki budowlanej, kruszyw lekkich, przemysłu cementowego	800–400	400–200	200–100
Ilaste ogniotrwale	800–400	400–200	200–100
Piaski szklarskie, formierskie	600–300	300–150	150–75
Piaski budowlane i podsadzkowe	700–500	500–300	< 300
Kruszywo naturalne grube (żwirowe)	750–300	300–150	150–50
Magnezyt		300–150	150–75
Baryt, fluoryt (złoża żyłowe)		500–300	300–150
Kwarc żyłowy		400–200	200–100
Rudy pierwiastków ziem rzadkich		200–100	100–50
Torf		300–150	150–75

Ocenę rodzaju kopaliny wykonuje się na podstawie obserwacji makroskopowych, badań mineralogiczno-petrograficznych, analiz chemicznych lub badań charakterystycznych właściwości fizycznych. Do badań tych pobiera się w sposób systematyczny próbki z każdej makroskopowo wydzielanej odmiany kopaliny. Sposoby opróbowania omawiane są w części III.

Badania jakości dotyczą zawartości składników użytecznych i szkodliwych oraz właściwości fizycznych decydujących o użyteczności kopaliny. Rodzaj wykonywanych badań i sposób ich przeprowadzenia z reguły określają odpowiednie normy (państwowe, branżowe, resortowe), z którymi geolog badający złożę musi się zapoznać. Dla złóż rud i węgla prowadzi się też specjalne badania geochemiczne w celu wykrycia pierwiastków śladowych i rzadkich, które mogłyby być w przyszłości odzyskiwane, lub które mogą być szkodliwe dla środowiska na przykład w węglach Ge, Hg (przedostające się do atmosfery przy spalaniu).

W kategorii C₂ rodzaj i jakość kopaliny powinny być zbadane w pełnym zakresie z punktu widzenia wszystkich możliwych jej zastosowań. W kategorii C₁ mogą być ograniczone do tych, które są niezbędne dla oceny jakości kopaliny, której kierunek (lub kierunki) wykorzystania został uznany za najwłaściwszy i najbardziej racjonalny. Badania rodzaju i jakości kopaliny na tym etapie powinny pozwolić na wyznaczenie obszarów występowania różnych jej odmian i gatunków oraz projektowanie metod wzbogacania lub uszlachetniania kopaliny wydobytej, jeśli jest to nieodzowne.

Do określenia zasobów w kategoriach B i A wymagane są zwykle badania technologiczne. Są one prowadzone w skali półtechnicznej, w związku z tym wymagają dużej ilości kopaliny. Badania technologiczne są szczególnie ważne dla złóż kopaliny nowo odkrytych, dla których technologie przeróbki i użytkowania trzeba dopiero opracować, a także dla złóż ubogich, ponieważ wszelkie straty i zmiany w trakcie eksploatacji spowodowane niedokładnym zbadaniem mogą w sposób zdecydowany zaciążyć na opłacalności procesu przerobczego, a zatem i na opłacalności eksploatacji złoża. Często w celu pobrania odpowiednio dużych prób niezbędnych dla określenia możliwości pozyskania z kopaliny surowców o wymaganych właściwościach, niezbędne jest wykonanie wyrobisk górniczych. Dotyczy to tych kopaliny, na przykład skalnych, o których jakości decyduje rzeczywista możliwość uzyskania surowców o określonych cechach. Przykładowo, możliwość pozyskania określonych bloków w przypadku kopaliny bocznych lub kruszywa łamanego o określonych parametrach (określonej klasy) wymaga sprawdzenia przez ich próbną eksploatację w wyrobiskach górniczych, traktowanych jako badawcze.

Trzecim kryterium, na podstawie którego ocenia się stopień rozpoznania złoża, jest zakres badań warunków geologicznych z punktu widzenia potrzeb wykonywania prac górniczych, czyli warunków geologiczno-górniczych. Ocenę ich wykonuje się na podstawie ogólnej znajomości budowy złoża i na podstawie specjalnych badań laboratoryjnych i terenowych (tab. 2.1). Dotyczą one stosunków wodnych, właściwości fizycznych skał, tworzących złożę i otaczających, przejawów temperatury i ciśnienia na różnych głębokościach oraz zjawisk gazowych. Przeprowadza się je w otworach rozpoznawczych oraz w specjalnie

wierconych dla wyjaśnienia niektórych z tych zagadnień. Dotyczy to zwłaszcza stosunków wodnych, ponieważ do ich zbadania w sposób poprawny konieczny jest odpowiedni stan techniczny otworów oraz określony ich układ w hydrowęzłach.

Sposób i zakres specjalnych badań hydrogeologicznych, inżyniersko-geologicznych i gazowych prowadzonych w trakcie wstępnego i szczegółowego rozpoznawania złoża (w kategorii C₁ i B) powinien być każdorazowo uzgadniany z projektantem zakładu górniczego i dostosowany do jego potrzeb. W pewnych przypadkach niezbędny zakres tych badań może być znacznie większy niż potrzebny do zbadania samego złoża i wyrażający się przede wszystkim w konieczności większego zagęszczenia punktów rozpoznawczych w stosunku do wymaganego do zbadania złoża obliczenia jego zasobów. Dotyczy to zwłaszcza głęboko położonych złóż przeznaczonych do eksploatacji odkrywkowej i gdy nadkład tworzą lądowe utwory trzecio- i czwartorzędowe, z reguły bardzo zmienne (np. w złożach węgla brunatnego). Dobra znajomość przestrzennego rozmieszczenia i właściwości utworów tworzących nadkład jest niezbędna dla prognozy zjawisk, jakie mogą wystąpić przy jego masowym urabianiu i dla zaplanowania bezawaryjnej eksploatacji. Zakres badań warunków geologiczno-górniczych w złożach eksploatowanych określają przepisy Prawa geologicznego i górniczego, w szczególności dotyczące bezpieczeństwa ruchu zakładów górniczych.

Dodatkowym kryterium klasyfikacji zasobów jest dokładność ich oszacowania, czyli maksymalny możliwy dopuszczalny błąd określenia ich ilości. Zależy ona nie tylko od odległości między punktami rozpoznawczymi, ale także od ich liczby i rozmieszczenia. Uznanie zasobów za rozpoznane w odpowiedniej kategorii w tym przypadku dotyczy bloków złoża o określonej wielkości. Zasoby małych bloków złoża, rozpoznanych nawet gęsto rozmieszczonymi, ale nielicznymi otworami, mogą nie być określane z żądaną dokładnością (zob. rozdz. 7.2 i część I).

Kryterium dokładności oszacowania zasobów nie jest rozstrzygające, gdyż w przypadku małej liczby danych określenie tej dokładności napotyka na trudności. Ponadto i przede wszystkim spełnienie wymagań odnośnie dokładności oszacowania zasobów nie oznacza, że rozpoznana została w odpowiednim stopniu budowa złoża i warunki geologiczne jego eksploatacji.

Pośrednio odpowiednią dokładność oszacowania zasobów powinna zapewniać gęstość sieci rozpoznawczej określana według kryteriów przedstawionych w tabeli 2.2.

Zalecenia te opracowane zostały na podstawie analizy stopnia rozpoznania udokumentowanych złóż przy założeniu spełnienia wymaganej dokładności oszacowania zasobów w poszczególnych kategoriach (Optymalizacja siatek wiertniczych przy dokumentowaniu złóż surowców stałych. IG, Warszawa 1976).

2.4. Klasyfikacja zasobów w zależności od ich przydatności gospodarczej

2.4.1. Zasady klasyfikacji

W zależności od cech jakościowych kopaliny i jej zasobów, a także od budowy złoża i warunków jego występowania, złoża może przedstawiać różną wartość gospodarczą. Dotyczyć to może tak całego złoża jak również wydzielonych jego części, różniących się budową, jakością kopaliny, warunkami występowania czy nawet stopniem rozpoznania.

O wartości gospodarczej złoża i jego zasobów (lub wydzielonych jego części) decydują:

- atrakcyjność złoża dla zagospodarowania określona przez warunki występowania złoża, głębokość położenia, jego budowę, właściwości kopaliny,
- stopień przygotowania złoża do zagospodarowania,
- proponowany sposób zagospodarowania złoża,
- stopień ryzyka związanego z oceną warunków technicznych i ekonomicznych wydobycia, przeróbki i sprzedaży surowców wytwarzanych z kopaliny.

Wymienione czynniki są ze sobą ściśle powiązane, ale można wyróżnić wśród nich dwie grupy:

- związane z naturalnymi właściwościami złoża,
- związane z działaniami zmierzającymi do jego zagospodarowania.

Na tej podstawie klasyfikację zasobów z uwagi na ich przydatność gospodarczą przeprowadza się według dwóch grup kryteriów:

- oceny przydatności gospodarczej na podstawie naturalnych właściwości złoża,
- stopnia przygotowania złoża do zagospodarowania, z którym związana jest też skala ryzyka w ocenie korzyści, jakie może przynieść jego zagospodarowanie.

Złoża definiuje się jako naturalne nagromadzenie kopaliny, której eksploatacja może przynieść korzyści gospodarcze.

Na podstawie wyników prac rozpoznawczych można ocenić tylko wstępnie, czy złoża może być brane pod uwagę jako obiekt zagospodarowania obecnie lub w przyszłości, czy też stwierdzone występowanie kopaliny nie posiada cech umożliwiających rozpatrywanie go jako ewentualnego obiektu eksploatacji, która może przynieść korzyść gospodarczą (obecnie lub w przyszłości). Tak definiowane złoża musi posiadać naturalne cechy, dzięki którym jego eksploatacja może być uznana za technicznie możliwą i które pozwalają na rozpatrywanie jej jako realną z ekonomicznego punktu widzenia. Zasoby tak definiowanego złoża określane są tradycyjnie jako „geologiczne bilansowe”². Złoża, którego zasoby są tak kwalifikowane („złoża bilansowe”) musi charakteryzować się zespołem cech naturalnych, umożliwiających rozpatrywanie go jako obiekt możliwej eksploatacji. Brzeżne wartości

² Termin wprowadzony po II wojnie światowej na oznaczenie zasobów, które w warunkach gospodarki centralnie planowanej były podstawą dla formułowania wieloletnich planów wykorzystania złóż i miały zapewnić zwrot nakładów inwestycyjnych na budowę lub rozbudowę kopalń. Podlegały one ścisłemu rozliczaniu w wyniku prowadzonej eksploatacji i były (i są nadal) wykazywane w krajowym bilansie zasobów. Ze względów tradycyjnych termin ten jest nadal stosowany, mimo że sens jego uległ zmianie.

takich cech, w zależności od ich rodzaju odpowiednio najniższe lub najwyższe, stanowią **kryteria bilansowości**. Definiują one granice złoża oddzielające je od skał uznanych za płonne.

W obowiązujących przepisach prawa geologicznego i górniczego stosowane jest pojęcie „górnich parametrów definiujących złoża i jego granice”, którego sens odpowiada wcześniej stosowanemu „kryteria bilansowości”.

W pewnych przypadkach może być wskazane wyróżnianie także **zasobów pozabilansowych**, które nie spełniają przyjętych kryteriów bilansowości, na przykład ze względu na warunki występowania, nie kwalifikujące ich do eksploatacji lub niską jakość kopaliny, ale przewiduje się możliwość ich wydobycia w przyszłości w sprzyjających okolicznościach, np. w wyniku postępu technicznego, zmian wymagań odnośnie jakości kopaliny, zasadniczych zmian warunków ekonomicznych (w szczególności wzrostu cen surowców).

Wydzielenie zasobów pozabilansowych może być w szczególności uzasadnione w złożach rud, w których zawartość składnika użytecznego maleje stopniowo w kierunku skały płonnej i wyznaczenie granic naturalnych następuje z trudnością, a zmiany cen i spodziewany postęp technologiczny wzbogacania umożliwi niekiedy eksploatację uboższych partii złoża.

Ocena możliwości ekonomicznie uzasadnionej eksploatacji zasobów geologicznych bilansowych musi mieć charakter bardzo ogólny, gdyż na etapie geologicznego dokumentowania złoża brak zwykle podstaw dla szczegółowej analizy ekonomicznej.

Właściwa ocena ekonomiczna złoża i celowości jego eksploatacji może nastąpić dopiero w czasie projektowania jego zagospodarowania, gdy określone zostaną:

- sposób i techniczne warunki jego eksploatacji,
- bieżące i przewidywane warunki ekonomiczne jego zagospodarowania,
- skala oddziaływania planowanej eksploatacji na środowisko i środki przeciwdziałania niepożądanym jego przekształceniom (znajduje to wyraz w kosztach wydobycia kopaliny).

W trakcie planowania zagospodarowania złoża, zasoby bilansowe spełniające dodatkowo te warunki wyróżniają się jako **zasoby przemysłowe**. Są to zasoby, które mogą być eksploatowane w sposób ekonomicznie uzasadniony i są przewidziane do eksploatacji.

Te zasoby bilansowe, które z przyczyn organizacyjno-technicznych lub ekonomicznych nie kwalifikują się do wydobycia przy przyjętym sposobie zagospodarowania złoża są określane jako nieprzemysłowe. Do nieprzemysłowych kwalifikowane są np. zasoby uwiecznione w filarach ochronnych, znajdujące się w bocznych odgałęzieniach złoża poza konturem projektowanych wyrobisk eksploatacyjnych, zasoby w częściach złoża stwarzających podczas eksploatacji zagrożenia, nie dające się opanować, oraz zasoby, których koszt eksploatacji nie gwarantuje rentowności wydobycia.

Przy wyznaczaniu zasobów przemysłowych wymaga się zawsze, aby były one określone na podstawie optymalnej – z punktu widzenia technicznego i ekonomicznego – koncepcji zagospodarowania złoża. Ich wielkość i rozmieszczenie zależy zatem od przyjętego sposobu eksploatacji.

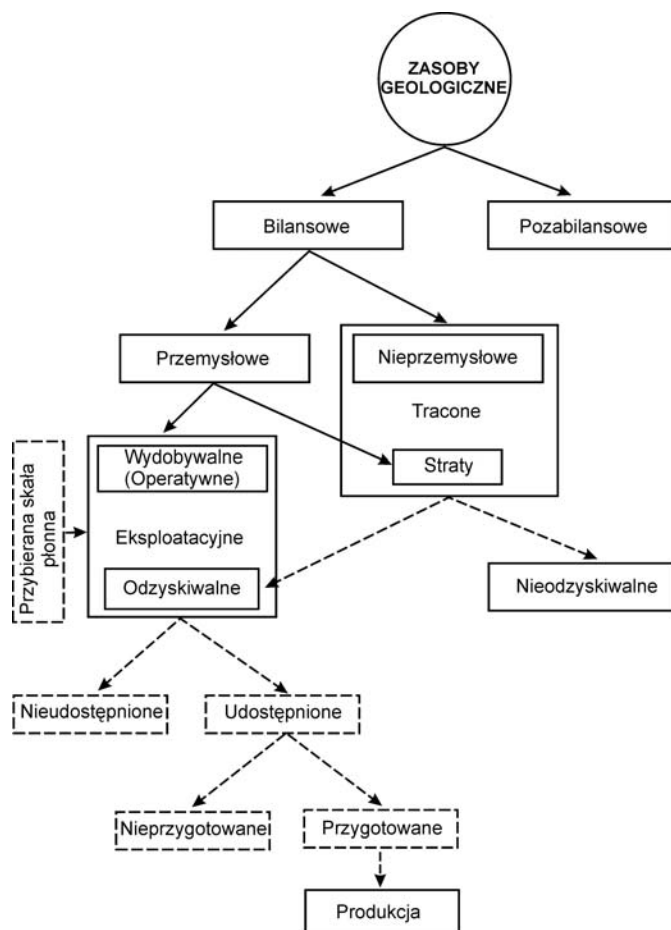
W trakcie trwania eksploatacji złoża wydobywana jest tylko część przewidywanych zasobów przemysłowych. Pozostałą nie wydobytą część stanowią zasoby tracone, czyli straty.

Część zasobów przemysłowych, która może być wydobyta i przewiduje się, że będzie wydobyta – a zatem określona po odjęciu przewidywanych, możliwych strat powstałych w związku z eksploatacją – stanowi zasoby określane jako **wydobywalne** lub **operatywne**.

Masa faktycznie wydobywanego urobku ze złoża jest zwykle większa od zasobów wydobywalnych, składają się na nią bowiem oprócz tych zasobów również pewne partie skał płonnych, które znajdują się w wyrobiskach eksploatacyjnych i zostają urobione i wydobyte wraz z kopaliną tworzącą złoża bilansowe.

Zasoby wydobywalne, powiększone o przewidywaną wielkość wydobytych wraz z kopaliną skał płonnych określa się jako **zasoby eksploatacyjne**. Obecność domieszki skał płonnych w urobku powoduje obniżenie jakości wydobywanej kopaliny, czyli jej zubożenie.

Klasyfikację zasobów z uwagi na ich przydatność gospodarczą ilustruje rysunek 2.1.



Rys. 2.1. Klasyfikacja zasobów ze względu na znaczenie gospodarcze

W przypadku rud i innych kopalin poddawanych procesom wzbogacania, poważne straty występują także w procesach przeróbki mechanicznej i hutniczej, którym są one poddawane. Praktycznie odzyskuje się tylko część zasobów składnika użytecznego. Można je nazwać **zasobami efektywnymi**. W obowiązującej w Polsce klasyfikacji nie uwzględnia się tego rodzaju zasobów. Wyróżnienie ich jest jednak wskazane, informuje bowiem o możliwości do uzyskania produkcji metali. Ich ilość decyduje o wartości złoża.

W polskiej klasyfikacji zasobów stosowany jest hierarchiczny ich podział, to znaczy w obrębie całości zasobów geologicznych wydziela się zasoby bilansowe i ewentualnie pozabilansowe, jeśli są określane. Zasoby bilansowe dzieli się na przemysłowe i nieprzemysłowe. W zasobach przemysłowych wyróżnia się zasoby operatywne (wydobywalne) i straty. Zatem podawana informacja o zasobach ma postać następującą:

Zasoby bilansowe,

w tym zasoby przemysłowe (i nieprzemysłowe)

w tym zasoby operatywne

W klasyfikacjach międzynarodowych (przedstawionych w rozdz. 2.4) stosuje się podział komplementarny. Przedmiotem zainteresowania są przede wszystkim zasoby operatywne (*reserves*) jako podstawa dla oceny ekonomicznej celowości podjęcia eksploatacji oraz pozostałe, to znaczy łącznie nieuznane za operatywne, oraz takie, które w danym momencie nie są brane pod uwagę jako przedmiot eksploatacji (*resources*), ale których eksploatacja jest możliwa.

2.4.2. Kryteria geologiczne złoża (kryteria bilansowości)

Przez kryteria definiujące złożo, tradycyjnie nazywane kryteriami bilansowości, rozumie się cechy naturalne, jakimi powinno charakteryzować się złożo, aby mogło być brane pod uwagę jako przedmiot możliwej eksploatacji.

Wyróżniać się powinny kryteria opisowe i ilościowe. Kryteria ilościowe służą do wyznaczenia granic złoża jako nagromadzenia kopaliny, którego eksploatacja może (ale nie musi), bo określa to dopiero projekt zagospodarowania złoża) przynieść korzyść gospodarczą.

Kryteriami opisowymi mogą być: położenie geograficzne złoża, ograniczenia możliwości jego zagospodarowania spowodowane wymaganiami ochrony środowiska, rodzaj kopaliny, górniczo-geologiczne warunki eksploatacji itp., decydujące o możliwości eksploatacji, o jej opłacalności, bądź o możliwości zużytkowania kopaliny. Złożami niebilansowymi są np. duże złoża rud manganu utworzone przez manganonośne minerały krzemianowe, zwłaszcza ilaste z grupy montmorillonitu, ponieważ technologia ich wzbogacania nie została dotychczas opracowana. Niebilansowe mogą być nawet duże i bogate złoża, jeśli znajdują się w terenie trudno dostępnym bądź w trudnych do eksploatacji warunkach górniczo-geologicznych (silne zawodnienie, duża głębokość itp.) nie dające się opanować dostępnymi środkami technicznymi. Zasoby nie zakwalifikowane do bilansowych na podstawie takich kryteriów powinny być uznawane za pozabilansowe, jeśli przewiduje się, że istnieje szansa możliwości ich wykorzystania w przyszłości.

O możliwości eksploatacji kopaliny decydują zarówno warunki techniczne jej wydobycia i użytkowania, jak i ekonomiczne.

Pełna ocena ekonomiczna planowanej eksploatacji – a zatem i ocena ekonomiczna złoża – może być dokonana dopiero w trakcie projektowania zagospodarowania złoża. Do jej przeprowadzenia niezbędne są informacje o zasobach złoża, położeniu jego granic i jakości kopaliny, a zatem istnieje potrzeba wcześniejszego, wstępnego ich zdefiniowania.

Z punktu widzenia geologa dokumentującego złożę, podstawowe znaczenie mają kryteria definiujące granice złoża, w obrębie których dokonuje się obliczenia zasobów, a zatem brzeżne wartości parametrów złoża, spełniające warunek bilansowości. Powinno się przyjmować skrajne możliwe wartości takich kryteriów lub nawet odpowiednio mniejsze lub większe od nich, jeśli można przewidzieć, że wymagania w stosunku do nich będą obniżone w niedalekiej przyszłości w wyniku postępu technicznego lub zmian ekonomicznych. Udokumentowanie złoża w granicach wyznaczonych przez tak określone kryteria (kryteria bilansowości) ma ogromne znaczenie z punktu widzenia późniejszej ochrony zasobów i podejmowania projektowania górniczego. Przyjmując skrajne możliwe wartości kryteriów bilansowości wyznaczamy takie granice złoża, w obrębie których ma być ono chronione jako obiekt możliwej przyszłej eksploatacji. W fazie projektowania eksploatacji w obrębie tych granic projektant bez trudu może wyznaczyć granice złoża przemysłowego na podstawie analizy techniczno-ekonomicznej przeprowadzonej zgodnie ze sporządzanym projektem kopalni i szczegółową analizą ekonomiczną przewidywanej eksploatacji.

Ilościowe kryteria bilansowości stanowią graniczne wartości tych parametrów złoża, przy których eksploatacja kopaliny, jej przeróbka i użytkowanie są uważane za technicznie możliwe i mogą być ekonomicznie uzasadniane. Można je podzielić na dotyczące geologiczno-górnicznych właściwości złoża jak i dotyczące cech technologiczno-jakościowych kopaliny.

Ważniejszymi cechami złoża, które rozpatruje się jako kryteria wyznaczające granice złoża (kryteria bilansowości) to:

- głębokość położenia,
- stosunek grubości nadkładu do miąższości złoża (w przypadku złóż eksploatowanych odkrywkowo),
- miąższość złoża,
- miąższość przerostów płonnych w złożu,
- zawartość składników użytecznych lub wielkość innych parametrów charakteryzujących jakość kopaliny,
- zawartość składników szkodliwych,
- zasobność złoża.

Mają one różne znaczenie dla poszczególnych grup kopaliny (tab. 2.4).

Różnorodność warunków eksploatacji i zmienność warunków ekonomicznych powodują, że jednoznaczne, obiektywne ustalenie takich kryteriów jest praktycznie niemożliwe, a zatem mają one zawsze charakter umowny i mogą podlegać zmianom. W polskiej praktyce szacowania i dokumentowania zasobów i obowiązujących przepisach Prawa geologicznego

Tabela 2.4
 Graniczne wartości parametrów definiujących złoża i jego granice (kryteria bilansowości) (przyjęte w Rozporządzeniu Ministra Środowiska w sprawie dokumentacji geologicznej złóż kopaliny)*

Kopalina	Maksymalna głębokość spągu złoża [m]	Minimalna miąższość złoża Z [m]	Maksymalna grubość nadkładu N [m]	Stosunek N/Z	Minimalne wartości parametrów charakteryzujących jakość kopaliny	Zasobność złoża
1	2	3	4	5	6	7
Węgiel kamienny	1 250	0,6 (węgla w pokładzie)	--	--	wartość opałowa węgla wraz z przeroskami 15 MJ/kg	
Węgiel brunatny	350	3 (węgla w pokładzie)		12	wartość opałowa węgla wraz z przeroskami, przy wilgotności 50% 6,5 MJ/kg	
Rudy uranu	1 000				0,01% U	0,8 kg/m ²
Rudy miedzi stratoidalne	1 500				0,5% Cu _e = %Cu+0,01 g/t Ag	35 kg/m ² Cu _e
Rudy Mo-W-Cu porfirowe	1 200				0,1% Mo _e =%Mo+1,5%W+0,2%Cu	0,15 m ³ Mo _e
Rudy Zn, Pb siarczkowe	500				2% Zn+Pb w siarczkach	5 m ³
Rudy Zn, Pb tlenkowe	500				5% Zn	10 m ³
Rudy złota pierwotne	1 250				2,5 g/t	5 g/m ²
Rudy złota okruczowe	50				0,5 g/m ³	5 g/m ²
Rudy żelaza	500				25% Fe	2,5 t/m ²
Rudy V,Ti, Fe	1 500	2,0			0,6% (V ₂ O ₅) _e = %V ₂ O ₅ +0,0188 TiO ₂	
Rudy niklu wietrzeńcowe	100				0,3% Ni	30 kg/m ²
Rudy cyny	500				0,5% Sn	30 kg/m ²
Siarka rodzima	400				10% S	75m ³
Fosforyty	400				15% P ₂ O ₅ średnia w profilu złoża	konkrety 1,8 t/m ²

2. Klasyfikacja zasobów

Tabela 2.4 cd.

1	2	3	4	5	6	7
Sól kamienna złoża wysadowe	1 400	30	150 poniżej najniższego punktu zwierciadła solnego		80% NaCl	
Sól kamienna złoża pokładowe	1 200	30			80% NaCl	
Sole potasowe	1 200	2			8% K ₂ O	
Magnezyt	150	2 (serii złożowej)		0,5	4% udział MgCO ₃ w profilu serii złożowej, 35% MgO w magnezycie	
Baryt	500				50% BaSO ₄ , Ca/F ₂ /BaSO ₄ <0,5	30 m%
Fluoryt	500				20% CaF ₂ , Ca/F ₂ /BaSO ₄ >1,5	30 m%
Barytowo-fluorytowe	500				15% CaF ₂ , 50% BaSO ₄ +CaF ₂ 0,5 <Ca/F ₂ /BaSO ₄ <1,5	30 m%
Bursztyń	30					40 g/m ²
Gips	50	2		0,5	80% gipsu	
Anhydryt	400	5			60% anhydrytu	
Kwarc żyłowy	50	2			95% SiO ₂ , maks. 1% Fe ₂ O ₃	
Kopaliny skaleniowe	75	5		2	min. Na ₂ O+K ₂ O 6,5%, Al ₂ O ₃ 12%, maks. Fe ₂ O ₃ +TiO ₂ 1,5%	
Piaski niekwarcowe (punkt piaskowy ponad 75%)		2		0,3	maks. pyłów mineralnych 10%	
Piaski kwarcowe		2		0,5	90% ziarn kwarcu, maks. pyłów mineralnych 5%	
Żwiry, piaski ze żwirem (punkt piaskowy do 75%)		2		1,0	maks. pyłów mineralnych 15%	

Tabela 2.4 cd.

1	2	3	4	5	6	7
Wapienie przemysłu wapienniczego	do głębokości możliwej eksploatacji		15	0,3	90% CaCO ₃ (średnia wazona w profilu złoża)	
Wapienie, margle przemysłu cementowego	do głębokości możliwej eksploatacji		15	0,3		
Kreda piaszcząca	70		15	0,2	80% CaCO ₃ (średnia wazona w profilu złoża)	
Kreda jeziorna		1		0,3	40% CaO w suchej masie	
Dolomity	do głębokości możliwej eksploatacji		15	0,3	16% MgO	
Skalne błoczne	do głębokości możliwej eksploatacji			1,0	błoczność 5% marmury, 10% sjenity, gabra, wapienie, dolomity przyjmujące poler, 20% inne	
Skalne niebłoczne (do produkcji kruszywa)	do głębokości możliwej eksploatacji		15	0,3	CaCO ₃ poniżej 90%, do 20% skal nie spełniających wymagań surowcowych	
Ilaste ceramiki budowlanej	do głębokości możliwej eksploatacji	2		0,5	maks. ziarn ponad 2 mm 1%, maks. zawartość marglu ziarnistego (ponad 0,5 mm) 0,4%, min. skurczliwość wysychania 6%	
Ilaste kamionkowe i białowypalające się	200 (eksploatacja podziemna)	2		2 (eksploatacja odkrywkowa)	min. 40% minerałów ilastych, maks. 2% CaCO ₃ , maks. ziarn ponad 2 mm 1%	
Ilaste ogniotrwale	200 (eksploatacja podziemna)	1		2 (eksploatacja odkrywkowa)	min. ogniotrwałość 161 sP, maks. ziarn >0,063 mm 10%	
Ilaste bentonitowe, zeolitowe		1		5	min. montmorillonitu i zeolitów 60%, maks. CaCO ₃ 10%, maks. ziarn >0,25 mm 10%	

Tabela 2.4 cd.

1	2	3	4	5	6	7
Kaolinowe		2		2	min. 15% kaolinitu (średnia ważona w profilu złoża)	
Diatomit	20			2	min. 70% wolnego SiO ₂ , zawartość okrzemek ponad 40%, gęstość przestrzenna do 1,5 g/cm ³	
Kwarcyty (ogniotrwale)		5		0,5	min. SiO ₂ 95%, maks. Fe ₂ O ₃ +TiO ₂ +alkalia 1,0%	
Torf		1		0,5	maks. popiołu (w suchym) 30%	
Torf leczniczy (borowina)		1		0,5	maks. składników nieorganicznych 25%, min. stopień rozkładu 30%, miano coli do 1,0, miano coli perfringens do 0,1	
Rudy darniowe		0,1		5	35% Fe ₂ O ₃	

* Mogą być przyjęte inne kryteria w przypadku szczególnych warunków geologicznych (występowania złoża, jego budowy, rodzaju i jakości kopaliny itp.)

i górniczego przyjęto, że są one ustalane na podstawie doświadczeń górnictwa (krajowego i światowego) jako graniczne wartości parametrów złóż:

- 1) przy których podejmowana jest ich eksploatacja,
- 2) których wielkość określają skrajne warunki ekonomiczne, najniższe możliwe koszty eksploatacji i przeróbki kopaliny oraz osiągnane lub przewidywane najwyższe ceny odpowiednich surowców.

W zależności od sposobu ustalania, kryteria można zatem podzielić na techniczne i ekonomiczne, pamiętając jednak przy tym, że kryteria techniczne w sposób niejawnny mogą też zależeć od czynników ekonomicznych.

Określone w ten sposób kryteria wyznaczające granice złóż przedstawione są w tabeli 2.4 i w aneksie 1A do części I. Mogą być one zmienione w przypadku szczególnych warunków występowania złoża lub cech jego budowy, cech kopaliny.

Kryterium technicznym jest przede wszystkim głębokość występowania złoża. Złóża położone zbyt głęboko nie mogą być eksploatowane przede wszystkim ze względu na wysoką, trudną do opanowania temperaturę skał i powietrza w wyrobiskach. Maksymalna głębokość, na której eksploatacja jest jeszcze możliwa, zależy od stopnia geotermicznego. Czynniki ekonomiczne mogą sprawić, że dla wielu złóż trzeba przyjąć mniejszą głębokość. Zatem głębokość, od jakiej prowadzi się eksploatację jest bardzo zróżnicowana. Dla złóż węgla kamiennego, rud miedzi, wynosi 1250–1500 m, ale w przypadku złóż eksploatowanych odkrywkowo wyjątkowo przekracza kilkadziesiąt metrów.

Kryterium technicznym może być także miąższość złoża, jeśli jej wielkość jest określona przez technologię eksploatacji, np. przy eksploatacji siarki metodą otworową jest wymagana miąższość co najmniej 3 m, taka bowiem jest długość filtrów, którymi do złoża jest wprowadzana gorąca woda i odbierana stopiona siarka, a które w całości powinny znajdować się w złożu.

W większości przypadków minimalna miąższość złoża uzależniona jest od stosowanych technologii urabiania i dopuszczonego udziału przybierki skał płonnych (w stropie lub spągu złoża). Miąższość złóż eksploatowanych rzadko wynosi poniżej 1 m. Wyjątek stanowią bogate złoża rud metali, w których mała miąższość jest kompensowana przez wysoką zawartość składnika użytecznego. Wówczas eksploatacja rudy łącznie ze skałą płonną w jej otoczeniu (w wyrobisku o określonych wymiarach poprzecznych) może być ekonomicznie uzasadniana (rys. 2.2). Średnia zawartość składnika użytecznego łącznie w rudzie i przybieranej skale płonnej musi wówczas spełnić wymagania określone przez kryteria przemysłowości złoża (przedstawiane w rozdz. 2.4.2.).

W złożach kopalin skalnych eksploatowanych sposobem odkrywkowym minimalna miąższość złóż, przy której podejmowana jest eksploatacja wynosi zwykle 2–5 m. Wyjątkowo bywa mniejsza w przypadku złóż rud metali szczególnie cennych, gdy stosunek zasobności złoża do grubości nadkładu (lub objętości urabianych skał płonnych) zezwala na ekonomicznie uzasadnione ich wydobywanie.

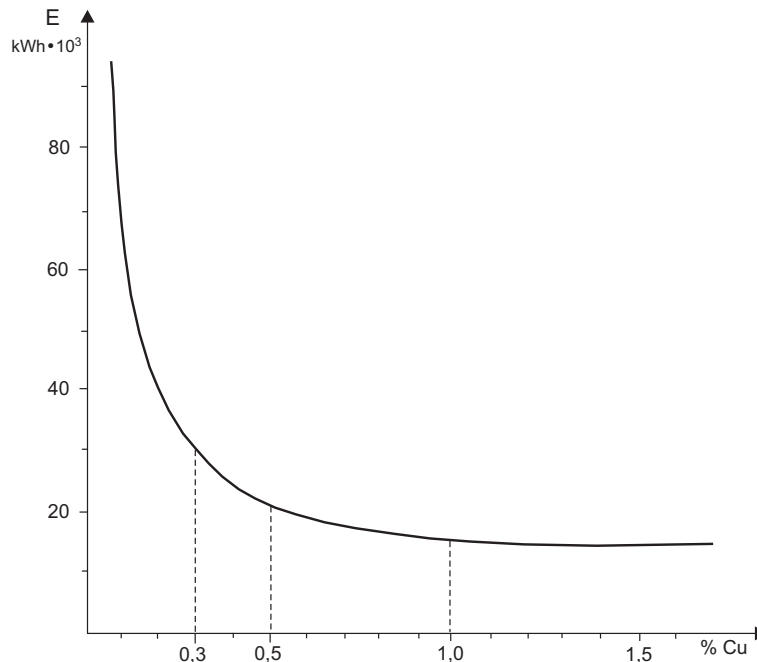
Kryterium technicznym są także niekiedy parametry charakteryzujące jakość kopaliny. Mogą one wynikać z wymagań normowych odnośnie jakości produkowanych surowców lub wymagań ich przeróbki lub użytkowania.

Bilansowość wielu złóż zależy od zawartości składników szkodliwych w kopalinie. Kryterium są maksymalne dopuszczalne ich zawartości, które albo:

- decydować mogą o użyteczności kopaliny,
- są dopuszczalne przez odpowiednie normy techniczne, np. zawartość siarki w rudach żelaza, zawartość Fe_2O_3 w piaskach szklarskich,
- wynikają z wymagań odnośnie ochrony środowiska przed wprowadzaniem do niego substancji szkodliwych.

W przypadku składników użytecznych kryterium technicznym są minimalne ich zawartości, poniżej których niemożliwy jest już ich odzysk z rudy. Zwykle jest to zawartość, jaką stwierdzamy w odpadach po przeróbce i na ogół przyjmujemy ją za kryterium, na podstawie którego odróżniamy kopalinę od skały płonnej. Czynniki ekonomiczne powodują jednakże, że zwykle przyjmuje się, że brzeżna zawartość składnika użytecznego powinna być większa.

W przypadku wielu złóż rud kryterium brzeżnej zawartości jest określone przez wielkość zużycia energii potrzebnej do odzyskania metalu z rudy, zużywanej w czasie eksploatacji, w procesach wzbogacania i w procesach metalurgicznych (rys. 2.3). Decyduje ona o kosztach pozyskania metalu. Przy niskich zawartościach metalu w rudzie na wielkość zużycia energii, a zatem i na koszty, ogromny wpływ ma zubożenie rudy. Istnieje więc bariera techniczno-ekonomiczna uniemożliwiająca wykorzystanie rud bardzo ubogich. Na przykład w przypadku rud miedzi, jeśli zawartość Cu jest mniejsza od 0,5%, ich eksploatacja jest



Rys. 2.3. Zużycie energii niezbędnej do odzysku miedzi z rudy

opłacalna wyjątkowo oraz w przypadku współwystępowania innych odzyskiwanych metali (np. Ag, Mo, Au).

Dla kopalni, o których użyteczności decyduje nie skład chemiczny, lecz właściwości technologiczne, kryterium bilansowości będą wartości tych właściwości najmniej korzystne, ale dopuszczalne jeszcze przez odpowiednie normy techniczne. Kryteria te są typowe dla kopalni skalnych, np. ilastych i kamieni budowlanych.

Kryteria ekonomiczne są wyprowadzane z założenia, że powinny istnieć warunki, przy których eksploatacja złoża może być ekonomicznie uzasadniona. Zakłada się przy tym, że w skrajnym przypadku koszty pozyskania surowca (K) powinny być przynajmniej zrównoważone przez cenę (C) produktu finalnego kopalni. Zatem:

$$K = C$$

Brzeżne wartości parametrów złoża można obliczyć wykorzystując zależności między kosztami własnymi eksploatacji a parametrami złoża. Przykładowo, brzeżną zawartość składnika użytecznego w rudzie określić można wychodząc z uproszczonej zależności:

$$(K_e + K_r) = pC\eta \quad (2.1)$$

czyli:

$$p = \frac{K_e + K_r}{\eta \cdot C} \quad (2.2)$$

gdzie: K_e i K_r – odpowiednio koszty wydobycia i przeróbki kopaliny (rudy),

C – cena składnika użytecznego,

p – zawartość składnika użytecznego,

η – współczynnik odzysku składnika użytecznego z rudy.

W przypadku występowania wielu składników przelicza się ich zawartość na ekwiwalentną zawartość składnika podstawowego. Współczynnikiem przeliczeniowym jest stosunek ich cen.

Podobnie w złożach rud minimalną brzeżną zasobność złoża można określić z zależności:

$$(K_e + K_r) \cdot m \cdot \gamma_o = qC\eta \quad (2.3)$$

oraz:

$$q = \frac{(K_e + K_r) m \cdot \gamma_o}{\eta \cdot C} \quad (2.4)$$

gdzie: m – dopuszczalna minimalna wysokość wyrobiska,
 γ_o – gęstość przestrzenna kopaliny.

Zasadnicze znaczenie w stosowaniu tych formuł mają przyjmowane wartości występujących w nich kosztów, cen i współczynników odzysku składnika użytecznego.

Koszty są bardzo zróżnicowane w zależności od metody eksploatacji i przeróbki, głębokości, wielkości wydobycia, a także lokalnych warunków geologiczno-górnictwowych i rodzaju kopaliny. Zależą też od tego, czy są to tylko koszty dotyczące wyłącznie nakładów na urobienie, wydobycie i przeróbkę kopaliny, czy też obejmują obciążenia finansowe z tytułu na przykład różnego rodzaju opłat związanych z eksploatacją, zadłużeniem kopalni oraz nakładów inwestycyjnych itp. Pełna taka analiza kosztów jest możliwa dopiero w fazie projektowania zagospodarowania złoża i jest podstawą dla wyznaczenia kryteriów złoża przemysłowego.

Do wyznaczenia brzeżnych wartości parametrów złoża, jako definiujących złożę i jego zasoby geologiczne (kryteriów bilansowości), gdy celem jest wyznaczenie możliwie najszerszych granic złoża, powinny być brane najniższe koszty pozyskania odpowiednich surowców. Mogą być one określone na podstawie danych statystycznych pochodzących z różnych kopalni.

Podobnie na podstawie danych statystycznych można przyjąć wielkość wykorzystania złoża i odzysku składników użytecznych.

Ceny surowców podlegają niekiedy bardzo silnym wahaniom koniunkturalnym. Dotyczy to w szczególności metali. Można przyjąć założenie, że w okresach najlepszej koniunktury, a zatem możliwie najwyższych cen, opłacalną może być eksploatacja uboższych części złoża. Zatem do wyznaczenia brzeżnych wartości parametrów złoża powinny być przyjmowane maksymalne możliwe lub prawdopodobne ceny. W przypadku okresowych wahań cen można je też oszacować jako górny kres przedziału ufności średniej ceny w okresie wieloletnim (obliczonej na podstawie cen średniorocznych przeliczonych na ceny stałe; Nieć 2010a).

W przypadku wielu złóż zakłada się, że postęp techniczny lub zmiany ekonomiczne mogą pozwolić na ich eksploatację w trudnych warunkach geologicznych lub wydobycie kopaliny o gorszej jakości, a zatem o parametrach gorszych niż przyjęte kryteria definiujące złożę. W takich przypadkach określa się obok zasobów bilansowych także pozabilansowe, przewidywane jako przyszłościowa baza surowcowa.

Kryteria brzeżne dla wyznaczenia granic złoża pozabilansowego przyjmuje się jako:

- skrajne wartości parametrów złóż eksploatowanych w wyjątkowych warunkach (np. maksymalnej głębokości eksploatacji, minimalnej miąższości złoża),
- obliczone przy założeniu znaczącej obniżki kosztów eksploatacji lub wzrostu cen surowców (o 25–50%).

Praktyka pokazuje, że możliwość zagospodarowania zasobów pozabilansowych jest często iluzoryczna, toteż dąży się do ograniczania ich wyróżniania.

W złożach eksploatowanych lub sąsiadujących z nimi, o podobnej budowie geologicznej, możliwą jest korekta wcześniej przyjętych kryteriów bilansowości na podstawie szczegó-

łowych danych ekonomicznych. Jest to celowe wówczas, gdy powiększa się obszar złoża i jego zasoby przewidywane jako możliwe do zagospodarowania. W innych przypadkach zmiana kryteriów bilansowości zwykle nie ma znaczenia dla gospodarki złożem, bowiem decydują o niej kryteria, na podstawie których kwalifikuje się zasoby jako przemysłowe (kryteria przemysłowości złoża).

Tabela 2.5

Kryteria dla wyznaczania granic złoża bilansowego węgla kamiennego

Lp.	Parametr	Wielkość kryterialna	Sposób określenia	Uwagi
1	Maksymalna głębokość dokumentowania	1250 [m]	doświadczenia górnictwa	możliwa większa w indywidualnych przypadkach
2	Minimalna miąższość węgla w pokładzie	0,6 [m]	jak wyżej i przewidywana możliwość eksploatacji pokładów cienkich	
3	Minimalna wartość opałowa węgla w pokładzie łącznie z przerostami płonnymi	15 [MJ/kg]	minimalne wymagania energetyki zawodowej	

Tabela 2.6

Kryteria dla wyznaczania granic złoża bilansowego stratoidalnych złóż rud Cu–Ag

Lp.	Parametr	Wielkość kryterialna	Sposób określenia	Uwagi
1	Maksymalna głębokość dokumentowania	1500 [m]	doświadczenia górnictwa światowego	możliwa większa w uzasadnionych przypadkach
2	Minimalna zawartość Cu w próbce konturującej złożę w pionie	0,5 [%]	doświadczenia górnictwa światowego i zmienność zawartości Cu w profilu serii miedzionośnej LGOM	w praktyce stosowana 0,7% Cu _e
3	Minimalna zawartość Cu _e * w profilu złoża	0,5 [%]		
4	Minimalna zasobność złoża	35 [kg/m ²] w furcie o wysokości 2,5 m	porównanie średnich kosztów eksploatacji i przeróbki rudy z górnym kresem przedziału ufności średnich cen miedzi	przyjęto koszt pozyskania miedzi 42 USD/t rudy na podstawie statystyki światowej, przewidywaną możliwą cenę 10 000 USD/t Cu i uzysk miedzi 0,75

* Zawartość ekwiwalentna zawartość miedzi Cu_e = [%]Cu + 0,01 [g/t] Ag.

Sposób wyznaczania granic złoża (stosowania kryteriów bilansowości) oparty jest na zasadzie pełnego okonturowania złoża i określenia granic zwartej bryły złożowej. Wynikają z tego następujące szczegółowe zasady:

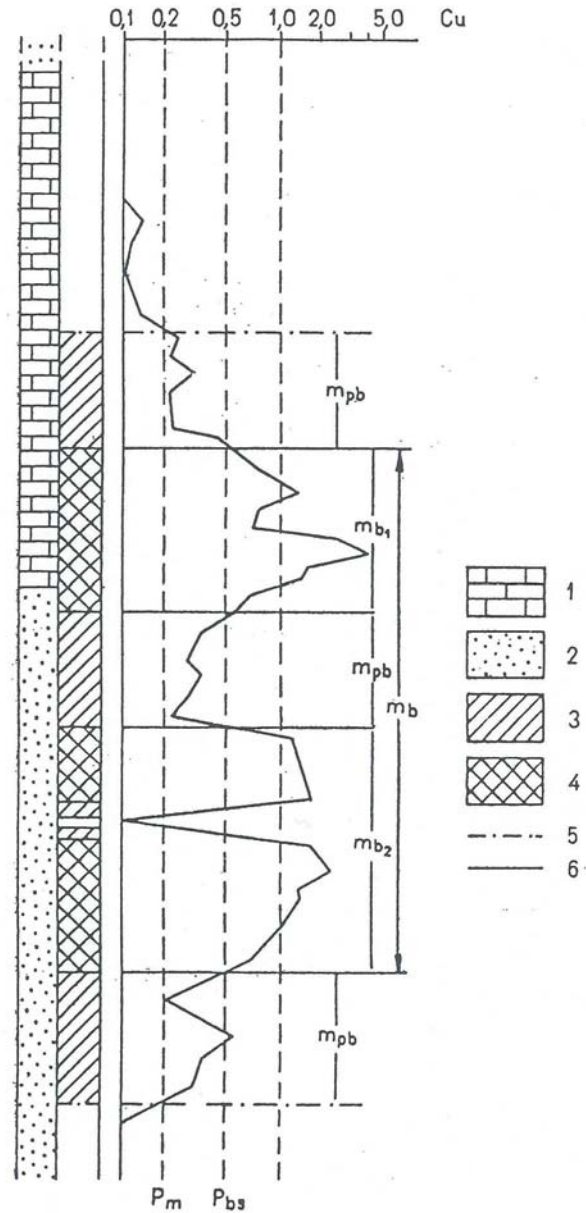
1. Brzeżną zawartość składnika użytecznego lub innej cechy jakościowej kopaliny, wykorzystuje się przy wyznaczaniu granic złoża w profilu, jeśli brak jest wyraźnych granic między złożem a skałami otaczającymi. Przyjmuje się, że jest to minimalna zawartość w próbkach konturujących złożo.

2. Przy eksploatacji złóż o małej miąższości lub zbudowanych z wielu warstw lub skupień kopaliny przedzielanych przerostami skały płonnej zachodzi często konieczność przybrania pewnej ilości skały płonnej dla uzyskania wyrobisk o wymiarach wymaganych przez technologię wybierania. O bilansowości złoża decyduje wówczas średnia zawartość składnika użytecznego w profilu wyrobiska. Zatem przerosty płonne lub o parametrach jakościowych gorszych niż określone jako brzeżne dla złoża bilansowego można zaliczyć do złoża bilansowego, jeśli nie spowoduje to obniżenia średnich wartości parametru charakteryzującego jakość kopaliny w profilu złoża poniżej przyjętej jako kryterium bilansowości. W przeciwnym przypadku części złoża rozdzielone przerostem płonnym lub pozabilansowym należy traktować jako odrębne warstwy (rys. 2.4).

3. Nie zalicza się do złoża odosobnionych skupień kopaliny poniżej spągu złoża lub powyżej jego stropu oddzielonych od złoża zasadniczego skałami płonnymi. Każdy taki przypadek musi być indywidualnie rozpatrywany i uzasadnienia wymaga stwierdzenie, że mamy do czynienia z odosobnionymi skupieniami kopaliny, a nie fragmentami odrębnego jej nagromadzenia kwalifikującego się do ewentualnej eksploatacji.

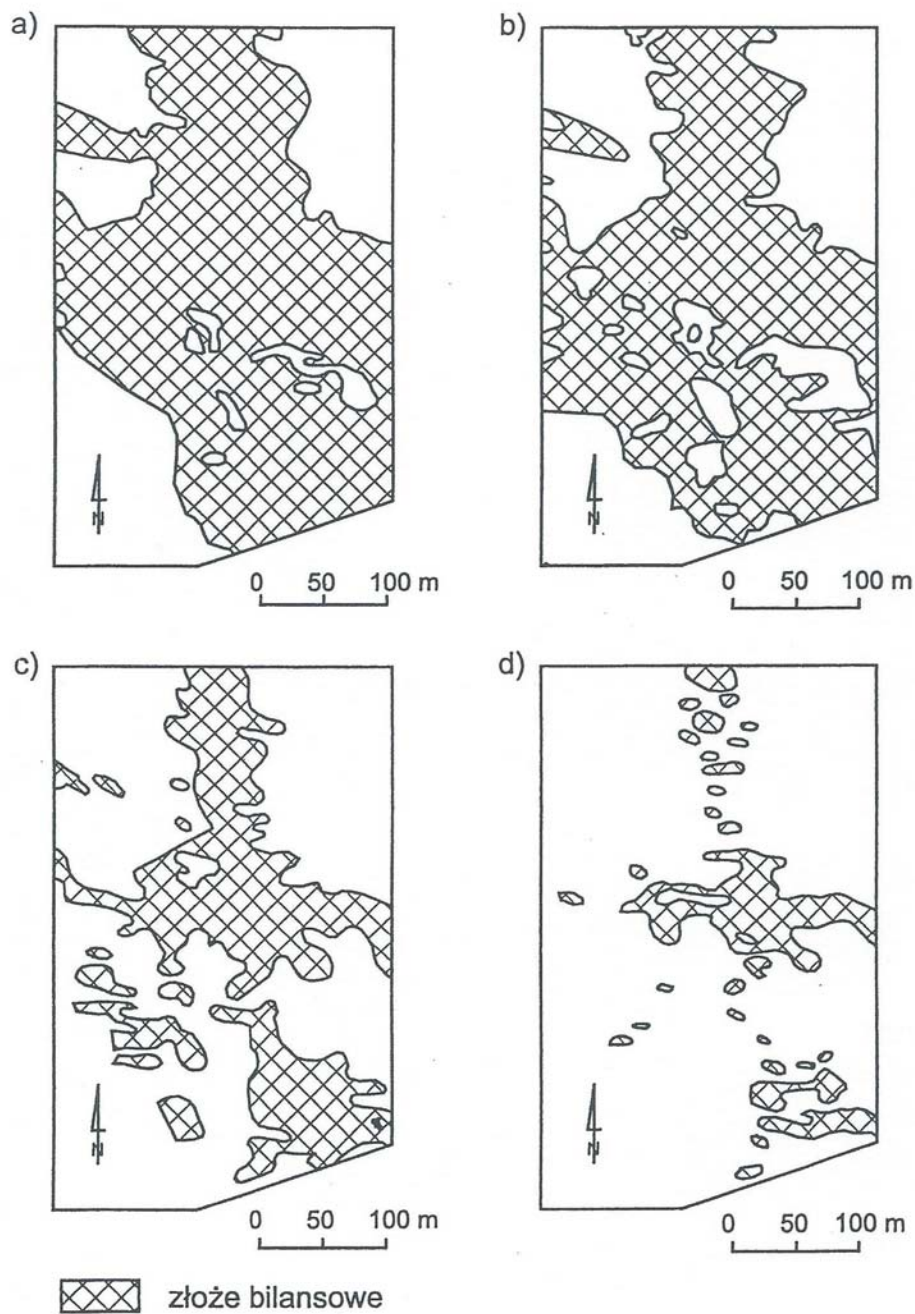
W złożach rud Zn-Pb w dolomitach kruszonośnych pojawiają się niekiedy poniżej spągu złoża bogate skupienia rudy w wąskich kieszeniach krasowych w niżej leżących wapieniach gogolińskich. Nie zalicza się ich do złoża, gdyż ich eksploatacja nie może być ekonomicznie uzasadniona ze względu na niewielkie zasoby takich skupień, których wartość nie rekompensuje ani kosztów wykonania odrębnych wyrobisk dla ich eksploatacji ani przybierania skał płonych niezbędnego dla ich wybrania.

Wraz ze zmianą brzeżnej zawartości składnika użytecznego znacznej zmianie mogą ulec zasoby złoża, a także jego forma i rozprzestrzenienie (rys. 2.5). Ważną cechą złoża z punktu widzenia możliwości eksploatacji jest jego ciągłość. Złoża duże, lecz nieciągłe mogą nie nadawać się do zagospodarowania. Ma to szczególne znaczenie w złożach rud, w których podstawowym kryterium bilansowości jest zwykle zawartość składnika użytecznego. Określając brzeżną jego zawartość p_b , możemy oczekiwać, że pewna część zasobów będzie miała zawartość procentową wyższą od niej. Z tytułu tej nadwyżki można wydobyć również jakąś część zasobów mającą zawartość składnika użytecznego niższą od wymaganej średniej. Interesuje nas wówczas najniższa zawartość składnika użytecznego w próbkach, które możemy jeszcze włączyć w obręb złoża bilansowego, nie powodując obniżenia średniej w złożu poniżej dopuszczalnej. Wyznaczamy ją zatem przy założeniu, że nadwyżka zawartości ponad średnią w częściach bogatych musi być równa niedoborowi w częściach ubogich



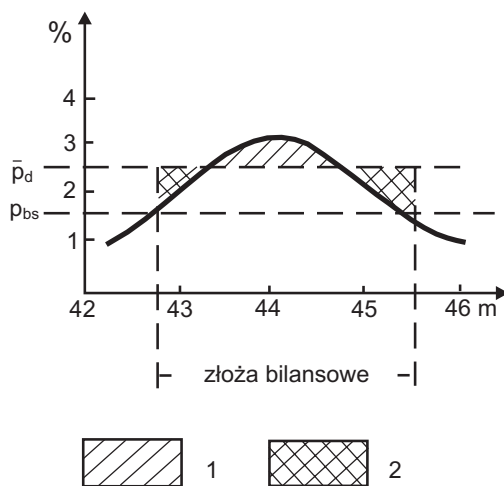
Rys. 2.4. Wyznaczanie granic złoża profilu. Złoże rud miedzi

1 – dolomity, 2 – piaskowce, 3 – skały z podwyższoną zawartością Cu, ale mniejszą od brzeżnej, dla rudy miedzi, 4 – ruda miedzi spełniająca kryteria bilansowości, 5 – granice serii zmineralizowanej, 6 – granice złoża spełniającego kryteria bilansowości, m_{b1} , m_{b2} – miąższość złoża bilansowego, m_{pb} – miąższość stref mineralizowanych, które mogą być uznane za złożo pozabilansowe, m_b – miąższość złoża bilansowego w przypadku włączenia w jego obręb części skał słabo mineralizowanych rozdzielających odcinki złożowe

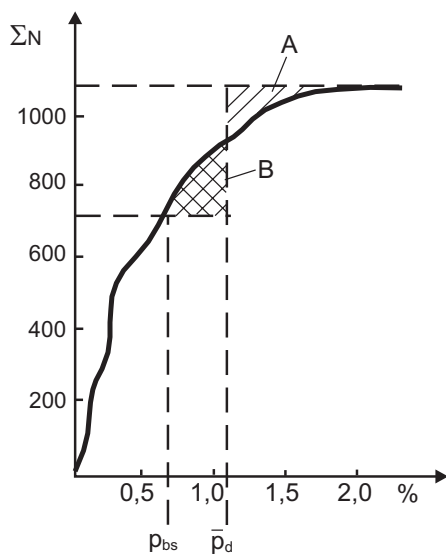


Rys. 2.5. Zmiany granic złoża rud Zn-Pb w zależności od brzeżnej zawartości cynku (Blajda 1985)
Zawartości brzeżne: a) – 1,7%, b) – 2%, c) – 5%, d) – 10%

(rys. 2.6). Wielkość tej nadwyżki i niedoboru można określić na podstawie krzywej rozkładu zawartości składnika użytecznego. Zwykle posługujemy się dystrybuantą, tzn. krzywą częstości skumulowanych, ilustrującą liczbę próbek (lub ich udział procentowy) o zawartości niższej od danej (rys. 2.7). Na wykresie prosta prostopadła do osi odciętych poprowadzona przez punkt odpowiadający dopuszczalnej średniej zawartości ogranicza pewne pole zawarte między krzywą częstości skumu-



Rys. 2.6. Wyznaczenie granic złoża
 1 – nadwyżka zawartości składnika użytecznego ponad dopuszczalną średnią, 2 – części złoża równoważące tę nadwyżkę



Rys. 2.7. Wyznaczenie zawartości brzeżnej na podstawie dystrybuanty zawartości
 Objasnienie w tekście

lowanych a prostą równoległą do osi odciętych, poprowadzoną przez rzędną równą całkowitej liczbie rozpatrywanych próbek (lub 100%, jeśli posługujemy się licznosciami względną). Powierzchnia tego pola (A na rys. 2.7) przedstawia nadmiar zawartości w częściach bogatych. Można go zrównoważyć polem pod krzywą kumulacyjną odpowiednio dobranym w sposób pokazany na rysunku 2.7. Rzędna najniższej położonego punktu krzywej kumulacyjnej ograniczającej tę powierzchnię jest szukaną najniższą zawartością w próbkach, które można jeszcze włączyć w obręb złoża bilansowego (p_b), nie obniżając wymaganej średniej.

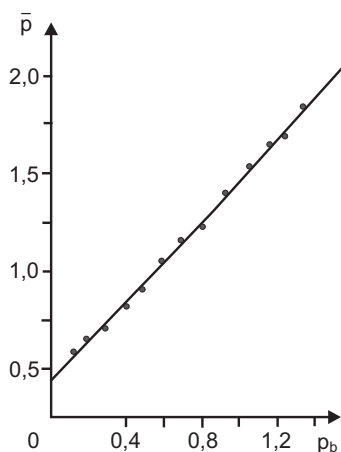
Z rozkładu zawartości wynika, że przyjmując określoną brzeźną (p_b) zawartość, określamy tym samym jego wartość średnią (\bar{p}) w złożu bilansowym, a zakładając określoną wymaganą zawartość średnią w złożu bilansowym możemy wyznaczyć zawartość brzeźną. Wynika to z zależności:

$$\bar{p}_z = \frac{\int_{p_b}^{p_{\max}} pf(p)dp}{\int_{p_b}^{p_{\max}} f(p)dp} \quad (2.5)$$

gdzie: $f(p)$ – funkcja gęstości prawdopodobieństwa opisująca rozkład zawartości badanego składnika w złożu.

Przedstawiony wyżej graficzno-rachunkowy sposób określania p_b w zależności od \bar{p} jest jednakże prostszy od rozwiązywania tego wzoru.

Przyjmując kolejne różne wartości średnie można określić zależność między p_b a \bar{p} . Zależność taka jest jedną z cech charakterystycznych każdego złoża i umożliwia ocenę zmian zasobów wraz ze zmianą bądź brzeźnych parametrów złoża bądź wymagań odnośnie do jego średnich parametrów (rys. 2.8.).



Rys. 2.8. Przykład zależności średniej zawartości składnika użytecznego od zawartości brzeźnej. Złoże rud miedzi

Dla wielu złóż rud, w których rozkład zawartości metalu jest zbliżony do logarytmnormalnego zależność \bar{p}_{db} od p_b ma prostą postać:

$$\bar{p}_{db} = p_b + A \quad (2.6)$$

gdzie: A – wielkość stała.

Istnieje również prosta zależność między średnią zawartością metalu w złożu bilansowym a jego zasobami (Q_b):

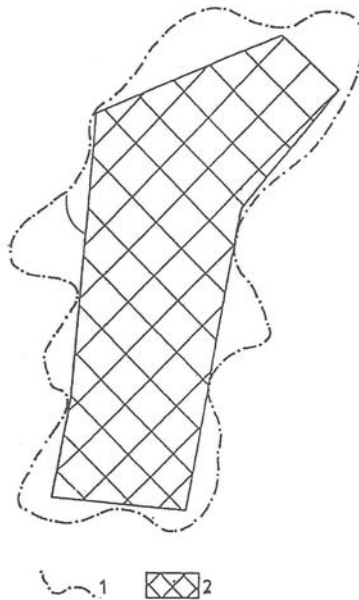
$$\bar{p}_{db} = a + b \ln Q_b \quad (2.7)$$

gdzie: a i b – wielkości stałe.

Zależności te znane są jako prawo Lasky'ego.

2.4.3. Kryteria przemysłowości złoża (zasobów przemysłowych)

Podziału zasobów bilansowych na przemysłowe i nieprzemysłowe dokonuje się na etapie projektowania zagospodarowania złoża, a zatem po jego wcześniejszym udokumentowaniu. Wielkość



Rys. 2.9. Relacja zasobów geologicznych do przemysłowych
1 – granica geologiczna złoża, 2 – złożo przewidziane do eksploatacji odkrywkowej

zasobów przemysłowych jest podstawą do planowania i projektowania działalności górniczej kopalń, określenia wielkości zasobów wydobywanych (operatywnych), a tym samym do określenia okresu wystarczalności i ustalenia ich zdolności produkcyjnych.

Podstawą dla wydzielenia zasobów przemysłowych złoża jest stwierdzenie, że kwalifikują się one do wydobycia przy przyjęciu:

- konkretnego projektu jego zagospodarowania, a zatem określonego sposobu jego eksploatacji i przeróbki kopaliny,
- konkretnych kryteriów ekonomicznej zasadności jego podejmowania, wynikających z analizy techniczno-ekonomicznej, w szczególności szczegółowej analizy kosztów pozyskania surowca i prognozie jego cen, przy przewidywanym sposobie eksploatacji złoża.

Zakłada się przy tym, że:

1) projekt zagospodarowania złoża powinien zapewnić jego optymalne wykorzystanie, to znaczy możliwie jak największe wykorzystanie zasobów przy spełnieniu wszystkich wymagań odnośnie do bezpieczeństwa pracy i ochrony środowiska,

2) zasoby uznane za nieprzemysłowe, gdy przyczyny takiej ich kwalifikacji staną się nieaktualne, mogą być przekwalifikowane do przemysłowych.

Kwalifikacja zasobów jako przemysłowych odbywa się etapowo, kolejno na podstawie kryteriów:

- 1) technicznych,
- 2) techniczno-ekonomicznych,
- 3) ekonomicznych.

W pierwszym etapie, drogą eliminacji nie zalicza się do przemysłowych (a zatem uznaje za nieprzemysłowe) zasoby, których eksploatacja nie jest możliwa, w szczególności:

- z przyczyn technicznych:
 - uwięzionych w filarach ochronnych,
 - niedostępnych z powodu braku zgody na wykorzystanie terenu występowania złoża, w przypadku eksploatacji odkrywkowej lub otworowej (w szczególności praw własności nieruchomości gruntowych),
 - w złożach eksploatowanych sposobem odkrywkowym we fragmentach złoża poza konturem projektowanego wyrobiska (rys. 2.9);
- z przyczyn techniczno-ekonomicznych:
 - niemożliwych do wybrania określonym systemem eksploatacji z powodu przyczyn naturalnych, np. sieci uskoków uniemożliwiających albo bezpieczne prowadzenie eksploatacji, albo jej ekonomiczne uzasadnienie,
 - występowania zagrożeń naturalnych niemożliwych do opanowania dostępnymi środkami technicznymi (np. zagrożeń gazodynamicznych w kopalniach węgla),
 - odosobnionych blokach złoża wymagających odrębnego udostępnienia.

Dla kwalifikowania zasobów do przemysłowych i nieprzemysłowych, istotne znaczenie mają czynniki ekonomiczne. W praktyce górniczej, w procesie kwalifikacji zasobów przemysłowych, często nie jest stosowany precyzyjny rachunek ekonomiczny. Przeprowadza się ją na podstawie opinii eksperckich odnośnie możliwości technicznej i ekonomicznie uzasadnionej eksploatacji. Mimo, że oceny takie są zwykle wykonywane zespołowo, mogą być obarczone subiektywnością. Kwalifikacja

taka może nawet nieświadomie włączać do zasobów nieprzemysłowych część złoża atrakcyjną dla eksploatacji, zwłaszcza wówczas, gdy kwalifikację przeprowadza się w taki sposób w trudnych warunkach ekonomicznych, oraz w przypadku wszczęcia działań w kierunku likwidacji kopalni. Zakłada się jednak, że zasoby nieprzemysłowe mogą być przekwalifikowane do przemysłowych jeśli tylko stwierdzona zostanie możliwość techniczna ich eksploatacji, a warunki ekonomiczne na to zezwolą. Kwalifikacja zasobów przemysłowych i nieprzemysłowych w związku z tym podlega zmianom w czasie. W przypadku, gdy dokonuje się kwalifikacji zasobów do przemysłowych i nieprzemysłowych przy niskim stopniu rozpoznania złoża, w kategorii C₁ lub nawet tylko C₂, zmiany takie mogą być konsekwencją lepszego rozpoznania złoża i stwierdzenia odmiennej budowy geologicznej lub odmiennych wartości parametrów złoża niż zakładano. Z tego powodu w międzynarodowych klasyfikacjach zasobów (CRIRSCO-JORC i UNFC zob. rozdz. 2.4) klasyfikowanie zasobów przemysłowych (wydobytanych) jest niedopuszczalne na etapie badania złoża, odpowiadającym kategorii C₂.

Kwalifikacja zasobów jako przemysłowych wymaga wcześniejszego określenia, na podstawie analizy ekonomicznej, jakie warunki muszą być spełnione by eksploatacja odpowiednich części złoża (bloków, parcel) była ekonomicznie uzasadniona. Kryteria kwalifikacji zasobów jako przemysłowych powinny być wyprowadzane na podstawie analizy warunków ekonomicznych planowanego wykorzystania złoża, a zatem wielkości niezbędnych nakładów inwestycyjnych związanych z podjęciem i prowadzeniem eksploatacji, przewidywanych kosztów operacyjnych eksploatacji i przeróbki kopaliny, wszelkich innych składników kosztów (ogólnych, obciążeń podatkowych itp.). Koszty te zależą od wielkości zasobów złoża, wielkości planowanego wydobycia. Zapewniona musi być opłacalność całego przedsięwzięcia, jak również eksploatacji poszczególnych bloków złoża uzależniona od cen produkowanych surowców, lub których produkcja jest przewidywana.

Dodatkowym elementem kwalifikacji zasobów przemysłowych jest ocena wartości całości złoża na podstawie analizy zdyskontowanych przepływów pieniężnych (DCF) dla poszczególnych obszarów eksploatacyjnych. Opiera się to na dwu kluczowych założeniach:

- a) wartość złoża jest tożsama z wartością projektu górniczego, polegającego na jego zagospodarowaniu i sprzedaży wydobytej z niego kopaliny,
- b) wartość projektu inwestycyjnego jest tożsama ze zaktualizowaną wartością netto (NPV) przepływów pieniężnych netto wynikających z jego realizacji.

Według najbardziej znanych standardów wyceny zasobów złóż (VALMIN Code, CIMVAL czy polskiego kodeks wyceny złóż kopalni POLVAL) analiza zdyskontowanych przepływów pieniężnych (DCF) jest podstawową, powszechnie akceptowaną i preferowaną metodą wyceny złóż (Szamałek 2007; Uberman, Uberman 2008).

W pokładach węgla kamiennego eksploatowanych systemem ścianowym nie zalicza się do przemysłowych zasobów występujących w małych blokach ograniczonych uskokiemi lub uskokiemi i granicami filarów ochronnych, w których niemożliwe jest założenie pól ścianowych o określonych minimalnych wymiarach długości i wybiegu ścian, które są warunkiem opłacalności ich prowadzenia.

Jednym z głównych założeń jest traktowanie pola eksploatacyjnego jako odrębnego zadania inwestycyjnego. Oznacza to, że nakłady poniesione na udostępnienie i eksploatację danego pola po zakończeniu eksploatacji i jego likwidacji – powinny być rozliczone i przynieść założone korzyści. Tak rozumiane pole eksploatacyjne może stanowić jedna lub kilka blisko siebie położonych parcel zasobowych, w których złoża ma taką samą budowę i zbliżone parametry. Spełniony powinien być warunek:

$$\frac{P_z - K_z}{K_z} = E \quad (2.8)$$

gdzie: P_z – wartość uzyskanej produkcji [zł],

K_z – całkowity koszt wydobycia i przeróbki kopaliny [zł],

E – wskaźnik rentowności produkcji.

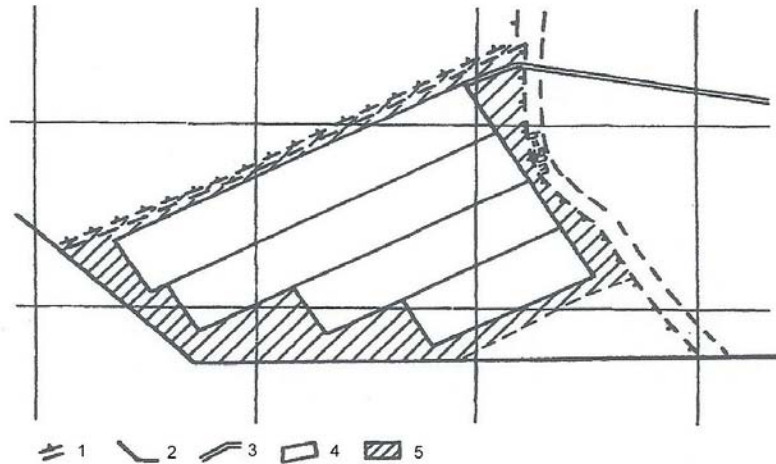
Powinien być też spełniony zakładany warunek $E \geq 1$ i może być < 1 , przy założeniu, że dla całej kopalni $E > 1$.

Kwalifikację zasobów do przemysłowych na podstawie kryteriów ekonomicznych można przeprowadzić określając wielkość parceli eksploatacyjnej w rzeczywistych warunkach ekonomicznych i technicznych kopalni lub przewidywanych w ramach opracowania projektu zagospodarowania złoża (w przypadku złóż nie eksploatowanych). Niezbędne jest zatem określenie parametrów pola eksploatacyjnego, przy których udostępnienie i wydobycie zasobów operatywnych tego pola będzie opłacalne ekonomicznie: obliczenie minimalnej jego wielkości. Na tej podstawie można weryfikować rentowność projektowanych pól eksploatacyjnych.

Na etapie przygotowania PZZ niemożliwe jest jednoznaczne wydzielenie nakładów inwestycyjnych dla określonego pola eksploatacyjnego. Przedstawiony tryb postępowania wymaga zatem uśrednienia nakładów inwestycyjnych na udostępnienie 1 t zasobów, jak też nakładów kapitałowych związanych z uzbrojeniem ściany. To prowadzi do obliczenia wielkości „optymalnej” parceli eksploatacyjnej jako „optymalnej parceli inwestycyjnej”.

Przykładowo, dla jednej z kopalń, w której prowadzona jest eksploatacja systemem ścianowym ustalono, że wielkość zasobów operatywnych w polu eksploatacyjnym powinna wynosić 3,2 mln t. Typowa ściana powinna mieć długość 200–250 m i posiadać zasoby operatywne przynajmniej na poziomie 700 tys. t. Zatem za przemysłowe mogą być uznane zasoby parcel lub zespołu parcel, w których możliwe jest zaprojektowanie pól ścianowych spełniających te wymagania. Ze względu na nieregularny kształt parcel (ograniczonych na przykład uskokiemi) należy mieć na uwadze, że część zasobów znajdująca się poza granicami pól ścianowych będzie stracona (rys. 2.10).

W kwalifikacji zasobów do przemysłowych bądź nieprzemysłowych na podstawie kryteriów ekonomicznych powinny być brane pod uwagę możliwe wahania cen odpowiednich surowców (szczególnie duże w przypadku metali) i kwalifikacja ta powinna być przedstawiana odpowiednio wariantowo (przy przewidywanym maksymalnym, średnim i minimalnym poziomie cen).



Rys. 2.10. Pola ścianowe w bloku zasobów przemysłowych

1 – uskoki, 2 – granice obszaru górniczego, 3 – wyrobiska udostępniające, 4 – pola ścianowe (zasoby operatywne), 5 – zasoby niewydobywalne (przewidywane straty zasobów przemysłowych)

W każdym złożu występują partie uboższe, trudne do eksploatacji i bogatsze, łatwiejsze do eksploatacji. Z postulatu możliwie jak najlepszego wykorzystania złoża wynika, że przy założeniu określonego wskaźnika rentowności (poziomu zysku) mogą być wyeksploatowane partie uboższe złoża, nie gwarantujące jego osiągnięcia, jeśli eksploatacja partii bogatszych pozwoli na zysk większy, rekompensujący jego niedobór w partiach uboższych.

W złożach rud metali na podstawie porównania kosztów stałych i zmiennych z przychodami z eksploatacji zależnymi od zawartości składników użytecznych w rudzie określa się wymagane minimalne ich zawartości w rudzie, średnie w blokach złoża i w całym złożu, którego eksploatacja powinna zapewnić zwrot nakładów inwestycyjnych oraz bieżących kosztów wydobycia i przeróbki rudy (stałych i zmiennych), z uwzględnieniem nieuniknionych jej strat i zubożenia, oraz strat składnika użytecznego w procesie przeróbki. Dla obliczenia minimalnych zawartości metali w rudzie i bloku eksploatacyjnym przyjmuje się założenie, że przychody równoważą koszty wydobycia i przeróbki rudy. Na tej podstawie można wyliczyć minimalną zawartość składnika użytecznego w rudzie (Wirth, Wanielista 2011):

$$P_r = \frac{10^4(k_r + k_p)}{\varepsilon(100 - u_b)(C - k_m)} \quad (2.9)$$

gdzie: k_r, k_p – koszty jednostkowe zmienne wydobycia i przeróbki rudy [zł/t],
 k_m – jednostkowy zmienny koszt hutniczy [zł/t metalu],
 C – cena metalu [zł/t],

- ε – całkowity uzysk metalu w procesach przeróbczych i hutniczych,
 u_b – zużycie rudy.

W bloku eksploatacyjnym minimalna zawartość średnia metalu w rudzie powinna wynosić:

$$P_{rb} = \frac{10^4(K_s - K_{ar})}{W_r \varepsilon (100 - u_p)(C - k_m)} + \frac{10^4(k_r + k_p)}{\varepsilon(100 - u_p)(C - k_m)} \quad (2.10)$$

gdzie: K_s – odczynny koszt stały w zakładzie górniczym [zł/rok],

K_{ar} – roczny koszt amortyzacji [zł/rok],

W_r – roczne wydobycie rudy [t/rok].

Średnia zawartość składnika użytecznego w całym złożu powinna wynosić:

$$P_{rz} = \frac{10^4 I_{zg}}{Q_z \varepsilon (100 - s_e)(C - k_m)(l - i_p)} + \frac{10^4(K_s - K_{ar})}{W_r \varepsilon (100 - u_p)(C - k_m)} + \frac{10^4(k_r + k_p)}{\varepsilon(100 - u_p)(C - k_m)}$$

gdzie: I_{zg} – wydatki inwestycyjne na budowę zakładu górniczego,

Q_z – suma zasobów bloków eksploatacyjnych zakwalifikowanych jako przemysłowe,

s_e – przewidywane średnie starty eksploatacyjne,

i_p – stopa podatkowa.

Równocześnie należy zwracać uwagę, że z rozkładu zawartości składnika użytecznego w złożu wynika zależność między minimalną i średnią zawartością określona wzorem (2.5). Na tej podstawie, jeśli określane są wymagania odnośnie średniej zawartości w całym złożu i poszczególnych jego blokach, można wyznaczyć minimalne zawartości w rudzie.

W złożach eksploatowanych sposobem odkrywkowym istotnym kryterium przemysłowości zasobów jest stosunek grubości nadkładu (N) do miąższości złoża (M). Gdy cena kopaliny jest uzależniona od jej jakości kryterium powinien być stosunek grubości nadkładu do parametru charakteryzującego cenę kopaliny.

Cena węgla brunatnego zależy od jego wartości opałowej (q), zawartości popiołu (A) i siarki (S):

$$C_j = C_0 \left(\frac{q}{\bar{q}} - \frac{A - \bar{A}}{180} - \frac{S - \bar{S}}{10} \right) \quad [\text{zł/t}] \quad (2.11)$$

gdzie: C_0 – cena bazowa,

$\bar{q}, \bar{A}, \bar{S}$ – odpowiednio średnia wartość opałowa, zawartość popiołu i siarki.

Dla każdego punktu złoża można określić jego parametr cenowy:

$$C_{mz} = C_j M \gamma_o \quad (2.12)$$

gdzie: γ_o – gęstość przestrzenna węgla.

Parametr cenowy odzwierciedla wartość węgla w złożu i jego zróżnicowanie może być przedstawione na mapie izarytm wartości złoża³. Warunkiem przemysłowości złoża jest:

$$\frac{N}{M} \leq \frac{(C_j - K_m) \gamma_o}{K_n} \quad (2.13)$$

gdzie: K_m – koszt eksploatacji węgla [zł/t],
 K_n – koszt zdejmowania nadkładu [zł/m³].

W złożach eksploatowanych metodą otworową podstawowe znaczenie jako kryterium przemysłowości ma zasobność złoża (q). Powinien być spełniony warunek:

$$q_{\min} = \frac{K_m h}{\eta F (C - K_z - K_p)} \quad (2.14)$$

gdzie: K_m – koszt wiercenia i uzbrojenia 1 mb otworu,
 h – głębokość otworu,
 K_z – koszt zmienny eksploatacji [zł/t],
 K_p – koszt przeróbki kopaliny [zł/t],
 C – cena produkowanego surowca,
 F – powierzchnia złoża przypisana otworowi (powierzchnia części złoża, z której przewidywane jest wydobycie kopaliny otworem),
 η – współczynnik wykorzystania złoża.

W złożach siarki eksploatowanych metodą otworową, podziemnego wytopienia, otwory eksploatacyjne są rozmieszczane w siatce trójkątnej równobocznej o boku 60 m. Każdy otwór teoretycznie powinien wykorzystywać zasoby w swoim otoczeniu z obszaru o powierzchni 3118 m². Współczynnik wykorzystania zasobów zależy od kształtu strefy wytopu i współczynnika wytopialności siarki, który jest zróżnicowany w zależności od typu rudy najczęściej od około 0,3 do 0,8. Łącznie przyjmuje się, że współczynnik wykorzystania złoża wynosi 0,5. We wzorze 2.14 dodatkowo należy uwzględnić zależność kosztów zmiennych (K_z) od zużycia wody gorącej niezbędnej do wytopu zróżnicowanego odpowiednio do chłonności złoża i jego osiarkowania (Nieć 1977).

³ Sporządzane takich map sugerował już H. Ceczott (1931).

2.5. Międzynarodowe klasyfikacje zasobów

2.5.1. Stosowane klasyfikacje

Zasady klasyfikacji zasobów są kwestią umowną. Przedstawiony wyżej sposób ich klasyfikacji jest stosowany w Polsce. Klasyfikacje stosowane w innych krajach oparte są na podobnych zasadach, aczkolwiek szczegółowe kryteria podziału zasobów na odpowiednie grupy z uwagi na przydatność gospodarczą i stopień poznania mogą być odmienne, jak również odmienne są określające je nazwy lub symbole. W różnych krajach i przez kompanie górnicze ogółem stosowanych jest około 160 różnych klasyfikacji zasobów i ich odmian.

Uznanie międzynarodowe zyskują obecnie klasyfikacje zasobów złóż kopalin stałych:

- CRIRSCO (*Combined Reserves International Reporting Standards Committee*) i sformułowana w 2006 r., oparta na zaleceniach kodeksu JORC (JORC Code – opracowany przez Australasian Joint Ore Reserves Committee – *Code of Reporting of Identified Mineral Resources and Ore Reserves*),
- Międzynarodowa Ramowa Klasyfikacja Zasobów ONZ (*United Nations Framework Classification – UNFC*).

Uznanie międzynarodowe znajdują także:

- klasyfikacja zasobów stosowana w Federacji Rosyjskiej,
- specjalna klasyfikacja zasobów uranu Międzynarodowej Agencji Energii Atomowej (IAEA) w zależności od kosztów jego pozyskania.

Ponadto popularną jest klasyfikacja stosowana w Stanach Zjednoczonych A.P. opracowana w latach 40-tych XX w. przez Służbę Geologiczną i Biuro Górnicze (USGS i USBM), znana jako klasyfikacja lub „skrzynka” McKelvy’ego (*McKelvy box*), która była zalecana w II połowie XX w. przez Komisję Gospodarczo-Społeczną ONZ do stosowania w krajach rozwijających się. Uwzględnia ona zasoby udokumentowane oraz nieodkryte (hipotetyczne i domniemane).

Podstawową w międzynarodowych klasyfikacjach zasobów jest terminologia w języku angielskim. Rozróżnia się w niej dwa pojęcia:

Resources – zasoby geologiczne.

Reserves – zasoby wydobywalne.

Termin *reserves* odnosi się nawet niekiedy do ilości surowca odzyskiwanego po procesach przeróbki, a zatem jest to pojęcie różne niż „zasoby przemysłowe” w klasyfikacji polskiej.

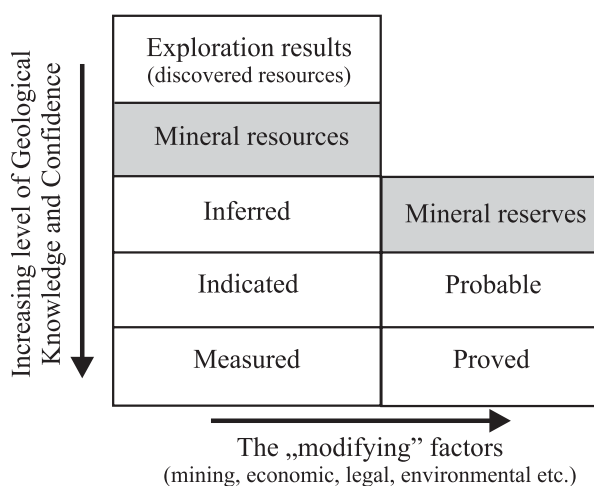
Ze względu na różne możliwe rozumienie terminu „zasoby” zawsze powinno być podawane czy dotyczą one zasobów w złożu (*in situ*) czy też wydobywalnych lub odzyskiwalnych.

2.5.2. Klasyfikacja CRIRSCO oparta na kodeksie JORC

Głównym celem Kodeksu JORC jest przede wszystkim sformułowanie wymagań odnośnie: formy przekazywania informacji o udokumentowanych zasobach, sporządzania bilansu

zasobów, publikowania danych o wielkości zasobów dla potrzeb giełdy (obowiązkowe dla firm notowanych na giełdzie). Jego elementem istotnym są wymagania odnośnie kwalifikacji eksperta szacującego zasoby, określanego jako *Competent person*, która musi postępować zgodnie z zasadami etyki zawodowej.

W klasyfikacji zasobów przyjętej przez CRIRSCO (rys. 2.11), opartej na kodeksie JORC wyróżniane są zasoby geologiczne (*resources*) i zasoby wydobywalne – eksploatacyjne (*reserves*).



Rys. 2.11. Klasyfikacja zasobów CRIRSCO (JORC)

Za **zasoby geologiczne kopaliny (*resources*)** uznawane są nagromadzenia lub wystąpienia substancji mineralnych w skorupie ziemskiej lub na jej powierzchni (złoża), które mogą mieć znaczenie gospodarcze w takiej postaci i ilości, że dają realne szanse opłacalnej eksploatacji. Nie zalicza się do zasobów geologicznych tych części złoża, co do których nie ma realnych szans na opłacalną eksploatację.

Wyróżniane są podkategorie zasobów geologicznych w zależności od stopnia ich zbadania: pomierzone (*measured*), wykazane (*indicated*) i przewidywane (*inferred*) (rys. 2.11). Do geologicznych zalicza się także zasoby znajdujące się w zwałach i osadnikach.

Zasoby wydobywalne – eksploatacyjne (*reserves*) stanowią ich ilość przewidywaną do wydobycia w sposób ekonomicznie uzasadniony. Obejmują one materiał zubożający oraz uwzględniają straty, które mogą wystąpić podczas eksploatacji. Wyróżniane są dwie ich podkategorie: stwierdzone (*proved*) i prawdopodobne (*probable*). Mogą one być określone tylko w przypadku, gdy złoża zostały zbadane z dokładnością pozwalającą na określenie jego zasobów geologicznych odpowiednio jako *measured* lub *indicated*. Zasoby wydobywane (*reserves*) są określane tylko w tej części złoża, która jest przewidziana do eksploatacji (zagospodarowania). W odniesieniu do każdej z wyróżnianych podkategorii zasobów geologicznych i eksploatacyjnych formułowane są szczegółowo kryteria ich wyróżniania, odpowiadające kategoriom A+B, C₁ i C₂+D w klasyfikacji polskiej.

Kodeks JORC jest stale aktualizowany w miarę gromadzenia doświadczeń w szacowaniu zasobów i zmian wymagań w tym zakresie i modyfikowany odpowiednio do potrzeb wykazywania zasobów różnych kopalin (np. węgla, diamentów). Aktualny tekst kodeksu jest stale publikowany na stronach internetowych.

2.5.3. Międzynarodowa ramowa klasyfikacja zasobów ONZ (UNFC)

Międzynarodowa klasyfikacja zasobów ONZ (UNFC) zalecana obecnie przez Komisję Ekonomiczno-Socjalną⁴ sformułowana została w wyniku wieloletniej dyskusji i prac specjalnie powołanej grupy ekspertów. Jej zadaniem jest stworzenie ram dla porównywania różnych klasyfikacji.

Klasyfikacja ta określana jest jako „trójwymiarowa” gdyż uwzględnia trzy podstawowe kryteria podziału zasobów przedstawiane w układzie trzech osi współrzędnych (rys. 2.12). Obejmują one:

- ocenę gospodarczą złoża (oś **E** – *economic*),
- stopień zaawansowania zagospodarowania złoża (oś **F** – *feasibility*),
- stopień geologicznego zbadania złoża (oś **G** – *geological*).

Na podstawie tych kryteriów wyróżnia się kategorie zasobów uwzględniające zróżnicowanie odpowiednich ich ocen. Kategorie te odpowiednio zdefiniowane (tab. 2.7) oznaczane są symbolami cyfrowymi (E1, E2, E3, F1, F2, F3,F4, G1, G2, G3, G4). Proponowany jest też podział wyróżnianych kategorii na podkategorie. Oznaczane są one liczbami dziesiętnymi np. 1.1, 3.2 itp. (tab. 2.7a). Stwarza to możliwość bardzo szczegółowego podziału zasobów na klasy oznaczane trójcyfrowymi symbolami, w których kolejne cyfry przedstawiają ocenę kryteriów E, F, G. Symbolika cyfrowa uwalnia od potrzeby słownego nazewnictwa wyróżnianych kategorii zasobów, które może być mylące zwłaszcza w tłumaczeniu na różne języki.

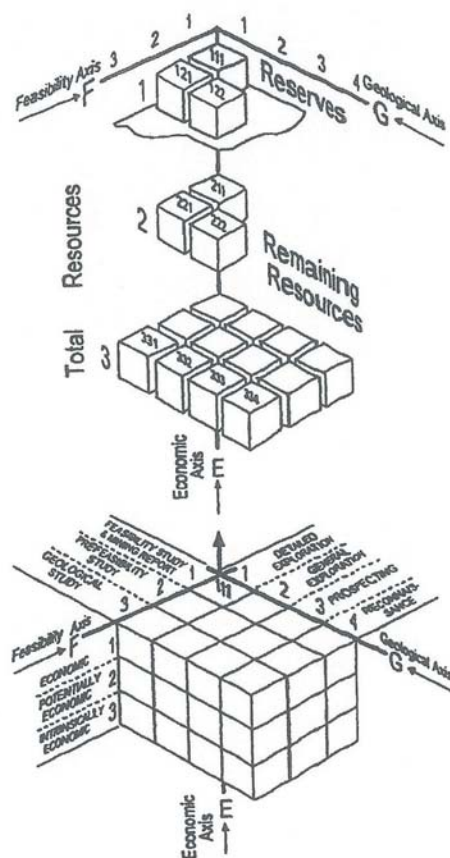
Teoretycznie można wyróżnić 48 klas zasobów. Mają one jednak różne znaczenie dla użytkowników informacji o zasobach. Powoduje to, że nacisk kładziony jest na różne jej elementy. W praktyce międzynarodowej użytkowane są tylko niektóre z wyróżnionych klas przedstawione na rysunku 2.13. Dzięki rozbudowaniu klasyfikacji istnieje możliwość porównania z nią innych klasyfikacji (np. narodowych), uwzględniających tylko niektóre z klas wyróżnianych w UNFC.

2.5.4. Porównanie polskiej klasyfikacji zasobów z klasyfikacjami międzynarodowymi UNFC i CRIRSCO (JORC)

Klasyfikacja polska – z pozoru odmienna od klasyfikacji międzynarodowych – opiera się na podobnych zasadach i może być z nimi uzgodniona.

Wyróżniane klasy i kategorie zasobów w klasyfikacjach międzynarodowych, w tym w UNFC, mają swoje odpowiedniki w klasyfikacji polskiej (tab. 2.8, rys. 2.14), chociaż nie

⁴ Rezolucja plenarnego posiedzenia ECOSOC 2004/233 z 18.07.2004.



Rys. 2.12. Międzynarodowa ramowa klasyfikacja zasobów ONZ (UNFC)

zawsze są one formalnie stosowane. Istnieją jednak istotne zasadnicze cechy klasyfikacji polskiej różniące ją od klasyfikacji międzynarodowych:

- 1) sposób podawania informacji o wzajemnej relacji wyróżnianych rodzajów (klas) zasobów,
- 2) zbytne przywiązywanie wagi do wydzielania zasobów przemysłowych, niewyróżnianych w zasadzie w klasyfikacjach międzynarodowych,
- 3) szczegółowy podział zasobów niezakwalifikowanych do uzasadnionej eksploatacji,
- 4) brak formalnego wyróżniania zasobów eksploatacyjnych (w szczególności w przypadku złóż kopaliny stałej) określanych w terminologii anglosaskiej jako *reserves*.

Różnice te nie wpływają w sposób istotny na możliwość porównania obu klasyfikacji (tab. 2.8.).

W klasyfikacji międzynarodowej (UNFC) wyróżnia się cztery stopnie zbadania złoża G1, G2, G3 i G4. Kryteria ich określania nie są precyzyjnie zdefiniowane, ale można przyjąć,

Tabela 2.7
Definicje wyróżnianych kategorii i podkategorii w Międzynarodowej Ramowej Klasyfikacji Zasobów (UNFC)

Kategoria	Definicja	Charakterystyka
1	2	3
E1	Wydobycie i sprzedaż zostały potwierdzone jako kwalifikujące się do realizacji	wydobycie i sprzedaż są ekonomicznie uzasadnione w bieżących warunkach rynkowych i realistycznie ocenianych przyszłych. Wszystkie niezbędne uzgodnienia/kontrakty zostały zawarte lub w sposób uzasadniony można tego oczekiwać w rozsądnym ocenionym okresie czasu. Ocena ekonomiczna nie jest obciążona krótkoterminowymi wahaniami rynkowymi pod warunkiem, że długoterminowe przewidywania pozostają pozytywne
E2	Wydobycie i sprzedaż są oceniane jako możliwe w dającej się przewidzieć przyszłości	wydobycie i sprzedaż nie zostały jeszcze potwierdzone jako ekonomicznie uzasadnione, ale na podstawie realistycznych założeń odnośnie przyszłych warunków rynkowych można w sposób rozsądny oczekiwać, że będzie to możliwe w dającej się przewidzieć przyszłości
E3	Wydobycie i sprzedaż nie zostały uznane jako ekonomicznie możliwe w dającej się przewidywać przyszłości albo taka ocena jest przedwczesna	na podstawie realistycznych przypuszczeń odnośnie przyszłych warunków rynkowych ocenia się aktualnie, że nie ma podstaw dla racjonalnych oczekiwań wydobycia i sprzedaży w dającej się przewidzieć przyszłości albo możliwość ekonomicznie uzasadnionego wydobycia nie może być oceniona z powodu niewystarczających informacji (np. w trakcie prac rozpoznawczych). Także zasoby przewidywane do wydobycia, ale które nie są niedostępne do sprzedaży
F1	Możliwość wydobycia została potwierdzona przez projektowane lub istniejące zagospodarowanie złoża i jego eksploatację	wydobycie ma miejsce lub projekt zagospodarowania złoża i jego eksploatacji jest w trakcie realizacji; wykonane zostały dostatecznie szczegółowe oceny dla wykazania możliwości eksploatacji przez realizację jej projektu
F2	Możliwość zagospodarowania złoża i realizacji projektu eksploatacji wymaga dalszych ocen	wstępna analiza danych o formie złoża (warunkach występowania) jakości kopaliny i zasobach pozwala na stwierdzenie, że zagospodarowanie złoża i eksploatacja są możliwe. Więcej danych lub dalsze analizy danych mogą być niezbędne dla potwierdzenia możliwości realizacji projektu zagospodarowania złoża i jego eksploatacji
F3	Możliwość zagospodarowania złoża nie może być oceniona z powodu ograniczonej liczby danych technicznych	wstępne prace studialne (np. w fazie prac rozpoznawczych), możliwości zagospodarowania i eksploatacji złoża (co najmniej w fazie koncepcyjnej) wskazują, że niezbędne jest uzyskanie dalszych danych odnośnie formy złoża (warunków występowania), jakości kopaliny i zasobów dla stwierdzenia, że taka możliwość istnieje
F4	Możliwość zagospodarowania złoża i jego eksploatacji nie była rozpatrywana	zasoby w złożu (<i>in situ</i>), których wydobycie nie jest przewidywane

Tabela 2.7 cd.

1	2	3
G1	Zasoby rozpoznanego złoża, które mogą być oceniane z wysokim stopniem ufności	zasoby w złożu (<i>in situ</i>) i wydobywalne złoża kopalni stałych oceniane są w taki sposób, że każda kategoria (odpowiednio G1, G2, G3) określa poziom wiedzy geologicznej i poziom ufności ich oceny w poszczególnych częściach złoża.
G2	Zasoby rozpoznanego złoża, które mogą być oceniane z umiarkowanym stopniem ufności	Zasoby wydobywalne kopalni płynnych – ze względu na ich mobilny charakter – nie mogą być oceniane odrębnie w poszczególnych częściach złoża. Muszą być oceniane w całości, z uwzględnieniem wpływu sposobu ich wykorzystania i ich kategorii wyróżniane są na podstawie trzech scenariuszy możliwości występowania jako G1, G1+ G2, G1+G2+G3
G3	Zasoby rozpoznanego złoża, które mogą być oceniane z niskim stopniem ufności	zasoby oceniane w czasie prac poszukiwawczych z dużym poziomem niepewności i dużym ryzykiem, że nie będą kwalifikowały się do zagospodarowania. Jeśli jest to możliwe skala niepewności powinna być oceniona (np. na podstawie rozkładu prawdopodobieństwa; zaleca się by udokumentowane zostały szanse (prawdopodobieństwo), że potencjalne złożo może kwalifikować się do zagospodarowania)
G4	Zasoby potencjalnego złoża oszacowane na podstawie danych pośrednich	

Tab. 2.7a

Proponowane podkategorie UNFC

Kategoria	Podkategoria	Definicja
E 1	E 1.1	wydobycie i sprzedaż są ekonomicznie uzasadnione w aktualnych warunkach rynkowych i w realistycznie ocenianych przyszłych warunkach
	E 1.2	wydobycie i sprzedaż nie są ekonomicznie uzasadnione w aktualnych i w realistycznie ocenianych przyszłych warunkach rynkowych, ale mogą być realizowane dzięki pomocy państwowej lub z innych przyczyn
E 2	Podział nie przewidywany	
E 3	E 3.1	zasoby przewidywane do wydobycia ale nie przeznaczone (lub niedostępne) do sprzedaży
	E 3.2	ekonomiczna zasadność eksploatacji nie może być jeszcze oceniona z powodu niewystarczających danych (np. w czasie prac poszukiwawczych)
	E 3.3	na podstawie realistycznych przewidywań przyszłych warunków rynkowych uważa się, że nie ma podstaw do oczekiwań, że wydobycie i sprzedaż mogą być ekonomicznie uzasadnione
F 1	F 1.1	wydobycie jest aktualnie prowadzone
	F 1.2	zaangażowane zostały środki inwestycyjne i projekt eksploatacji jest w trakcie realizacji
	F 1.3	dostatecznie szczegółowe prace studialne (projektowe) zostały zakończone i wykazano, że realizacja zagospodarowania złoża jest uzasadniona
F 2	F 2.1	prace projektowe są realizowane w celu uzasadnienia możliwości zagospodarowania złoża w dającej się przewidzieć przyszłości
	F 2.2	prace projektowe i ich realizacja są wstrzymane na znaczący okres czasu
	F 2.3	nie ma aktualnie planów zagospodarowania złoża lub uzyskania na razie dodatkowych danych z powodu braku odpowiednich środków

Tabela 2.8

Porównanie polskiej klasyfikacji zasobów z klasyfikacjami międzynarodowymi (Nieć 2010b)

Klasyfikacja polska	JORC – code (CRIRSCO)	UNFC (2009)	
		dokumentacja geologiczna	PZZ
Zasoby prognostyczne, perspektywiczne (<i>Prognostic and perspective resources</i>)	Prospecting results	resources 3 3 4, 3 4 4	
Zasoby bilansowe (<i>anticipated economic resources</i>) D (D1), C2 C2, C1 A+B	resources inferred indicated measured	resources * ** 2 2 3, 2 3 3 2 2 2, 2 3 2 2 2 1, 2 3 1	
Zasoby pozabilansowe (<i>anticipated, subeconomic resources</i>) D (D1), C2 C2, C1 A+B		resources * ** 3 2 3, 3 3 3 3 2 2, 3 3 2 3 2 1, 3 2 1	resources 3 1 3 3 1 2 3 1 1
Zasoby nieprzemysłowe (<i>subeconomic resources</i>) C2 C1 A+B			resources 3 1 3 3 1 2 3 1 1
Zasoby przemysłowe (<i>economic resources</i>) C2 C1 A+B			resources 2 1 3 2 1 2 2 1 1
Zasoby operatywne (<i>extractable resources</i>) C2 C1 A+B			resources ("economic") 1 1 3 1 1 2 1 1 1
Zasoby eksploatacyjne (<i>reserves</i>) C1 A+B	reserves probable proved		

* Złóża zagospodarowane.

** Złóża niezagospodarowane.

że odpowiadają one kategoriom A+B, C₁, C₂ i D w klasyfikacji polskiej i są równoważne odpowiednio klasom *measured (proved)*, *indicated (probable)* i *inferred* w klasyfikacji CRIRSCO (tab. 2.9).

Podział zasobów ze względu na stopień zaawansowania zagospodarowania złoża (oś F w klasyfikacji (UNFC) obejmuje klasy:

2. Klasyfikacja zasobów

Tabela 2.9
Porównanie podstawowych klasyfikacji stopnia rozpoznania złoża

Etap badania złoża	Kategoria zbadania				
	Klasyfikacja polska	Klasyfikacja USGS (McKelvy'ego)	JORC Code		Międzynarodowa ONZ UNFC
Poszukiwania rekonesansowe	E (D ₃)	speculative			
Poszukiwania wstępne	D ₂	hypothetical			G4
	D ₁	inferred	inferred		G3
Poszukiwania szczegółowe	C ₂				
Rozpoznanie wstępne	C ₁	indicated	indicated*	probable**	G2
Rozpoznanie szczegółowe	B	measured	measured*	proved**	G1
Rozpoznanie eksploatacyjne	A				

* Resources (geologiczne).

** Reserves (operatywne).

- F1, odpowiadającą stadium oceny zasobów złoża eksploatowanego na podstawie bieżących ocen warunków technicznych i ekonomicznych eksploatacji, a zatem przedstawianych w planach ruchu i operatach ewidencyjnych zasobów,
- F2 w stadium sporządzania projektu zagospodarowania złoża,
- F3 w stadium sporządzania dokumentacji geologicznej złoża i oceny jego bilansowości,
- F4 na etapie prognozowania zasobów, ewentualnie także w odniesieniu do złóż udokumentowanych, których zagospodarowanie nie może być brane pod uwagę z powodu różnych ograniczeń np. wymagań ochrony środowiska, zagospodarowania przestrzennego itp. o ile istnieje potrzeba ewidencjonowania zasobów takich złóż.

W klasyfikacji międzynarodowej UNFC termin „zasoby ekonomiczne” (*economic* kategoria E1) oznacza zasoby wydobywalne, przeznaczone do sprzedaży (tab. 2.7.). Odpowiadają one pojęciu „zasoby operatywne” w kategoriach A+B, C₁ i C₂ w klasyfikacji polskiej, które są określane na etapie zagospodarowania złoża. Są to zasoby klasy 111, 112, 113 w UNFC. Zasadność wyróżniania tych zasobów w kategorii 113 odpowiadającej kategorii C₂ jest jednak wątpliwa ze względu na małą dokładność danych o złożu.

W UNFC kategoria E2 oznacza zasoby, których wydobycie i sprzedaż są przewidywane jako możliwe w dającej się przewidzieć przyszłości. W przypadku złóż kopalin stałych nie określa się czy są to zasoby wydobywalne, czy całkowite w złożu (*in situ*). Zakładając, że są to zasoby przewidziane do planowania eksploatacji. Można przyjąć, że symbole 211, 212, 213 oznaczałyby zasoby przemysłowe, uznane za kwalifikujące się do planowania eksploatacji w projekcie zagospodarowania złoża, a symbole 221, 222, 223 zasoby bilansowe uznane z definicji za możliwe do eksploatacji, ale niekwalifikowane do przemysłowych lub nieprzemysłowych w złożach zagospodarowanych (np. na poziomach nieudostępnionych albo poza obszarem ważności koncesji), a 231, 232, 233 zasoby bilansowe w złożach niezagospodarowanych.

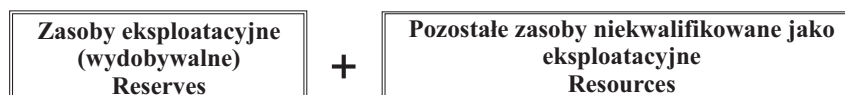
W klasyfikacjach międzynarodowych – w tym w UNFC – nie przywiązuje się większej wagi do zasobów uznanych za niekwalifikujące się do eksploatacji, a zatem nieprzemysłowych i pozabilansowych. W UNFC określa się je jedną kategorią E3. Można przyjąć, że zasoby nieprzemysłowe w tym ujęciu odpowiadają pojęciu dawniej wyróżnianych zasobów pozabilansowych grupy „b”. Do kategorii E3 powinny być też zaliczone zasoby tracone (straty umiejscowione zasobów przemysłowych). Warto jednak przy tym zwrócić uwagę, że zasoby uznane za tracone (straty) nie są przedmiotem klasyfikacji i nie są w niej specjalnie wyróżniane.

Istotną różnicą klasyfikacji międzynarodowych – w tym także UNFC – w stosunku do klasyfikacji polskiej stanowi sposób przedstawiania relacji między wyróżnianymi klasami zasobów oraz podawania informacji o nich (rys. 2.15).

A. Podział zasobów stosowany w Polsce

Zasoby geologiczne			
Zasoby pozabilansowe	Zasoby bilansowe		
	Zasoby nieprzemysłowe	Zasoby przemysłowe	
		Straty	Zasoby operatywne i eksploatacyjne (wydobywalne)

B. Podział zasobów stosowany w klasyfikacja międzynarodowych



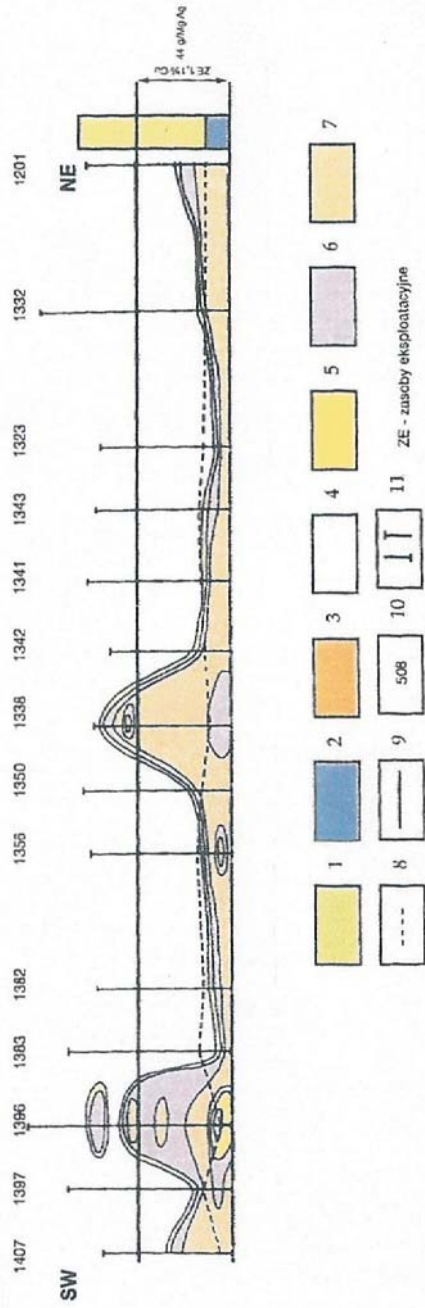
Rys. 2.15. Relacje między wyróżnianymi klasami zasobów w klasyfikacji polskiej (A) i klasyfikacjach międzynarodowych (B)

W klasyfikacji polskiej wyróżniane są odpowiednie klasy zasobów z uwagi na ich użyteczność gospodarczą w sposób hierarchiczny (rys. 2.15A), to znaczy w obrębie całkowitej ich ilości określanej jako zasoby geologiczne. Dzielone są one na bilansowe i pozabilansowe. Zasoby bilansowe dzielone są na przemysłowe i nieprzemysłowe, zasoby przemysłowe na operatywne i straty zasobów przemysłowych. W klasyfikacjach międzynarodowych podział ma charakter komplementarny. Wyróżniane są zasoby wydobywalne (eksploatacyjne) i pozostałe zasoby nie zakwalifikowane do wydobywalnych obejmujące łącznie zasoby nieprzemysłowe i pozabilansowe oraz bilansowe niekwalifikowane do przemysłowych i nieprzemysłowych (rys. 2.15B). Różnica ta jest bardzo istotna, powoduje bowiem, że informacje o zasobach kopalin w Polsce są nieporównywalne z podawanymi w innych krajach stosujących klasyfikacje międzynarodowe. Ilustruje to schematycznie przykład zasobów w jednej z kopalń węgla kamiennego (tab. 2.10) przedstawiony w ujęciu klasyfikacji polskiej i UNFC.

Tabela 2.10
Zasoby złoża kopalni węgla kamiennego „H” według klasyfikacji polskiej i w ujęciu klasyfikacji międzynarodowych

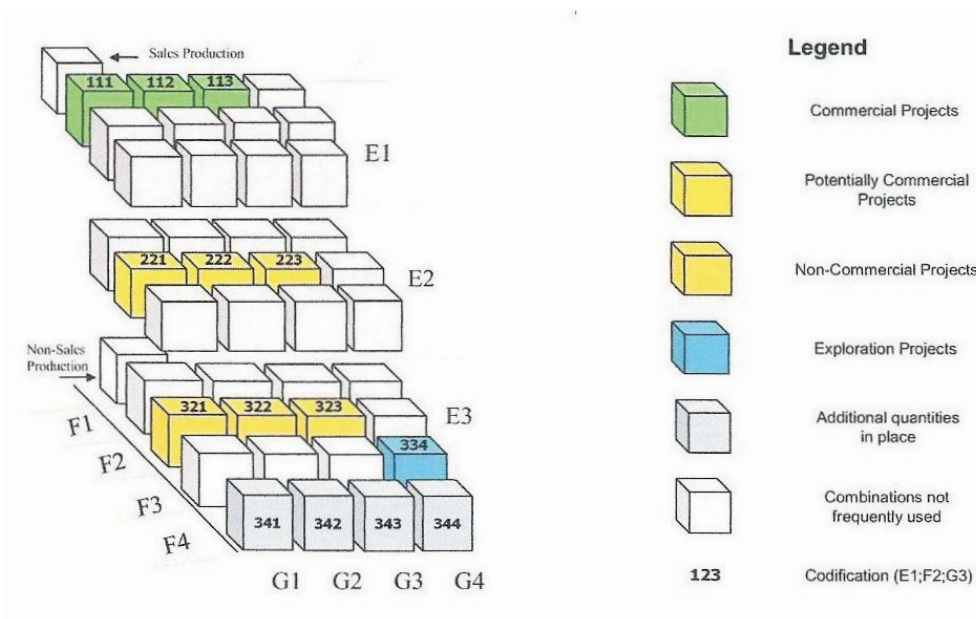
KLASYFIKACJA POLSKA		UNFC			
Zasoby		Zasoby			
Rodzaj	tys. t	Rodzaj	Symbol UNFC	tys. t	tys. t
Bilansowe	533 670	Bilansowe niekwalifikowane do przemysłowych i nieprzemysłowych	22(1,2,3)	17 024	17 024
W tym: przemysłowe	325 773	Przemysłowe	21(1,2,3)	325 773	
nieprzemysłowe	207 897				
operatywne	208 590	Operatywne	11(1,2,3)		208 590
Pozabilansowe	326 302	Pozostałe (nieprzemysłowe i pozabilansowe)	31(1,2,3) 32(1,2,3)	471 923 62 276	
		Pozostałe (nieprzemysłowe i pozabilansowe oraz straty zasobów przemysłowych)	31(1,2,3) 32(1,2,3)		589 106* 62 276
Łącznie zasoby złoża	876 996			876 996	876 996

* W tym straty zasobów przemysłowych 117183

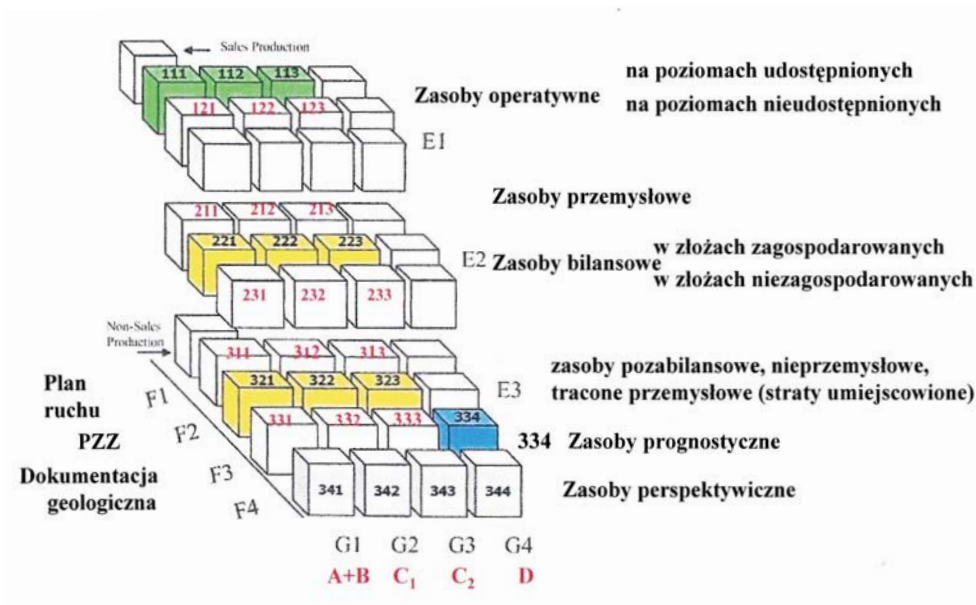


Rys. 2.2. Zróżnicowanie zawartości miedzi w cieniach nieregularnym złożu i średnia zawartość w furcie eksploatacyjnej. Fragment złoża Polkowice (Nieć, Piestrzyński 2007)

1 – dolomity, 2 – łupki, 3 – piaskowce, 4 – 7 przedziały zawartości miedzi: 4 – do 0,5 %, 5 – od 0,5 do 0,7 %, 6 – od 0,7 do 1 %, 7 – ponad 1 %, 8 – strop łupków miedzionośnych, 9 – strop i spąg furty eksploatacyjnej, 10 – próbki bruzdowe, 11 – opróbowane profile, ZE – zasoby eksploatacyjne



Rys. 2.13. Podstawowe kategorie zasobów wyróżniane w UNFC



Rys. 2.14. Porównanie polskiej klasyfikacji zasobów z UNFC



PODSTAWY TEORETYCZNE OBLICZANIA ZASOBÓW ZŁÓŻ KOPALIN STAŁYCH

Zasoby złóż zazwyczaj podaje się w tonach⁵. W przypadku metali rzadkich i szlachetnych z uwagi na ich niewielką ilość zasoby podaje się niekiedy w kilogramach, a w przypadku kamieni szlachetnych w gramach. Zasoby niektórych kopalin skalnych (piasek, żwir, surowce ilaste, kamienie budowlane) oblicza się w jednostkach objętości – w metrach sześciennych. W tych samych jednostkach określa się ilość skał nadkładowych usuwanych przy eksploatacji odkrywkowej. W przypadku zasobów węgla zalecane jest podawanie zasobów nie tylko w tonach, ale również w jednostkach energetycznych (gigadżulach GJ). W krajach anglosaskich i będących pod ich wpływem stosuje się często jednostki niemetryczne.

Zasoby (Q) złóż kopalin, które oblicza się w metrach sześciennych, są równe objętości złoża (V).

$$Q_v = V \quad (3.1)$$

Zasoby większości złóż podaje się w jednostkach masy, a więc do ich obliczenia konieczna jest znajomość masy jednostki objętości kopaliny, czyli jej gęstości przestrzennej (γ_o), bowiem oprócz samej kopaliny w tej jednostce objętości znajdują się wolne przestrzenie w postaci por, kawern i szczelin. Wzór na obliczenie zasobów przybiera więc postać:

$$Q = V \cdot \gamma_o \quad (3.2)$$

⁵ Jednostka dopuszczalna w układzie SI. W myśl terminologii wprowadzonej przez ten układ zasoby powinny być podawane w megagramach (Mg), gigagramach (Gg) itd. Nieprawidłowe jest ich podawanie w tysiącach Mg (tys. Mg) zamiast w Gg. Posługiwanie się w takich przypadkach tonami jest wygodniejsze.

W złożach rud przedmiotem zainteresowania jest ilość składnika użytecznego (metali). Jego zasoby wyniosą:

$$Q_p = 0,01V \cdot \gamma_o \cdot p \quad (3.3)$$

gdzie: p – zawartość składnika użytecznego w procentach.

Objętość złoża V można przedstawić jako iloczyn powierzchni, na której złożo występuje (F) i miąższości złoża (m), czyli:

$$V = Fm \quad (3.4)$$

podstawiając do wzoru otrzymamy:

$$Q_p = 0,01F \cdot m \cdot \gamma_o \cdot p \quad (3.5)$$

Wzór ten w zależności od potrzeb można modyfikować w sposób przedstawiony wyżej.

Ilość zasobów podaje się zazwyczaj w odniesieniu do substancji suchej, bowiem parametry p i γ_o wyznacza się na próbkach wysuszonych. W pewnych przypadkach konieczna jest znajomość zasobów kopaliny w stanie wilgotności naturalnej, np. do oceny wielkości wydobywania lub gdy surowiec użytkowany jest w stanie wilgotnym. W przypadkach takich należy przeliczyć zasoby uwzględniając wilgotność kopaliny.

$$W = \frac{M_w - M_s}{M_w} 100\% \quad (3.6)$$

gdzie: M_w, M_s – masa kopaliny odpowiednio w stanie wilgotnym i w stanie suchym.

Zasoby kopaliny w stanie wilgotnym wyniosą:

$$Q_w = F \cdot m \cdot \gamma_o \cdot \left(1 + \frac{W}{100}\right) \quad (3.7)$$

a zasoby składnika użytecznego w kopalinie o wilgotności W :

$$Q_{wp} = F \cdot m \cdot \gamma_o \cdot \left(1 + \frac{W}{100}\right) \cdot \left(1 - \frac{W}{100}\right) \quad (3.8)$$

W celu uniknięcia nieporozumień powinno się podawać, czy wynik obliczeń dotyczy substancji suchej, czy wilgotnej.

Parametry m , p , γ_o mogą być skorelowane. Dotyczy to zwłaszcza zawartości składnika użytecznego i gęstości przestrzennej w niektórych rudach metali, w których minerały rudne i płonne różnią się znacznie gęstością właściwą. Korelacje takie komplikują tok obliczania zasobów. Wygodniej jest wówczas posłużyć się zasobnością jednostkową złoża:

$$q = 0,01m \cdot \gamma_o \cdot p \quad (3.9)$$

Są to zasoby złoża występujące na obszarze 1 m^2 . Parametr ten może być określony dla każdego punktu rozpoznawczego. W przypadku kopalin, których zasoby określa się w jednostkach objętości, zasobność jest równa miąższości. Posługując się tym parametrem zasoby złoża można określić za pomocą wzoru:

$$Q = qF \quad (3.10)$$

Przedstawione zasady obliczania zasobów dają tylko ogólny pogląd na sposób ich obliczania. Jeśli założymy, że parametry złoża – a w szczególności zasobność – są zmiennymi zregionalizowanymi i zróżnicowanie ich wartości jest funkcją położenia punktów w obrębie złoża, w których zostały określone, czyli w przypadku zasobności

$$q = f(x, y) \quad (3.11)$$

to wówczas całkowanie tej funkcji w granicach złoża, zatem po powierzchni F , powinno dać w wyniku zasoby określone wzorem:

$$Q = \int \int_F q(x, y) dx dy \quad (3.12)$$

gdzie: $q(x, y)$ – zasobność określona jako funkcja położenia punktów złoża w układzie współrzędnych (x, y) ,

F – powierzchnia złoża, tj. obszar, na którym przeprowadza się całkowanie.

Trudność stosowania tego wzoru polega na tym, że nie znamy postaci funkcji $q(x, y)$. W zmienności parametrów złoża zwykle można wyróżnić składnik losowy i nielosowy. Obecność składnika nielosowego odzwierciedla prawidłowości zróżnicowania wartości parametru w zależności od miejsca jego pomiaru w granicach złoża. Z tego powodu parametry złoża traktowane są jako zmienne zregionalizowane. Występowanie składnika losowego powoduje, że funkcja opisująca zróżnicowanie wartości parametru na obszarze złoża (we wzorze 3.12) musi być traktowana jako losowa. Znamy jedynie jej realizacje w poszczególnych punktach rozpoznawczych i ewentualnie strukturę zmienności parametrów złoża opisaną za pomocą semiwariogramu. Umożliwia to jedynie przybliżone numeryczne obliczenie wartości całki we wzorze 3.12. Stosowane metody obliczenia zasobów przedstawione w rozdz. 5 są sposobami rozwiązania tego zadania.

Podane wzory ilustrują jedynie ideę obliczania zasobów. W praktyce nie mogą być stosowane ze względu na zmienne wartości m , p i γ_o . Jedynie powierzchnia złoża w danym momencie, w którym dokonujemy obliczeń, może być uważana za stałą, jest bowiem określona przez granice złoża wyznaczone przez dane z wyrobisk rozpoznawczych (pominiamy tu zagadnienie niepewności w określeniu tych granic w przypadku ich ekstrapolacji i interpolacji). Metody obliczania zasobów muszą więc uwzględniać stwierdzoną zmienność parametrów złoża, a sposób obliczania powinien być dostosowany do przyjętego modelu zmienności złoża.



POMIAR PARAMETRÓW ZŁOŻOWYCH

Czynnością wstępną dla obliczenia zasobów jest zawsze pomiar parametrów złoża: jego miąższości, gęstości przestrzennej kopaliny, zawartości składnika (lub składników) użytecznego oraz powierzchni. Ich znajomość jest niezbędna do realizacji obliczeń. Oblicza się również często zasobność złoża. Określenie powierzchni złoża wymaga wcześniejszego wyznaczenia przebiegu jego granic i przeprowadzenia klasyfikacji zasobów, sprowadzającej się do wyznaczenia granic obszarów występowania poszczególnych rodzajów i kategorii zasobów oraz granic rozprzestrzeniania odmian i gatunków kopaliny. Dokonuje się tym samym okonturowania złoża i poszczególnych jego części, którego wyniki przedstawia na mapie służącej do pomiaru powierzchni wydzielonych bloków.

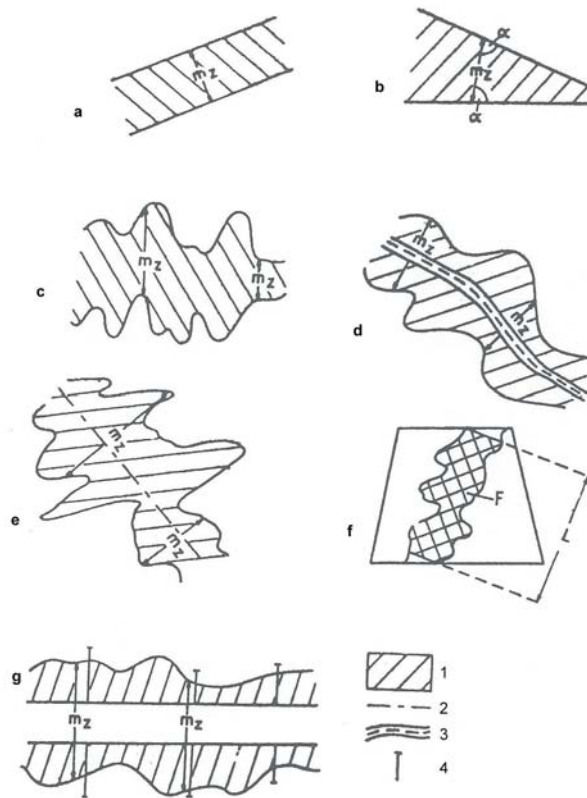
4.1. Miąższość złoża

Miąższością (m) złoża jest najkrótsza odległość między jego stropem a spągiem, mierzona wzdłuż linii prostopadłej do płaszczyzny środkowej złoża. Sposób pomiaru nie budzi wątpliwości w przypadku złoża pokładowego, gdy płaszczyzny stropu i spągu są wyraźnie zaznaczone i równoległe (rys. 4.1a). Gdy złożo jest ograniczone płaszczyznami nierównoległymi, to miąższością jest odległość od stropu do spągu mierzona wzdłuż linii nachylonej pod jednakowymi kątami do obu tych powierzchni (rys. 4.1b). W przypadku złóż leżących poziomo, o nieregularnych powierzchniach ograniczających, pomiaru dokonujemy wzdłuż linii pionowej (rys. 4.1c). Na znaczne trudności napotyka się w nieregularnych złożach nachylonych. Jeśli jest to możliwe, miąższość mierzymy wówczas wzdłuż linii prostopadłych do powierzchni wyznaczającej sposób ułożenia złoża. Może to być np. spąg lub strop jakiejś warstwy dającej się łatwo zidentyfikować na podstawie cech litologicznych (sytuacja taka istnieje w dolnośląskich złożach miedzi, gdzie warstwą przewodnią są łupki miedzionośne, a ich spąg, z reguły bardzo wyraźny, określa sposób ułożenia złoża (rys. 4.1d). Jeśli brak takiej naturalnej powierzchni, za charakteryzującą sposób ułożenia złoża przyjmujemy bądź powierzchnię

środkową żłóża, bądź dowolną powierzchnię, najczęściej płaszczyznę poprowadzoną w taki sposób, aby w całości znalazła się w obrębie żłóża i dzieliła go na dwie mniej więcej równe części (rys. 4.1e). Dokonujemy tego zwykle na wcześniej sporządzonych przekrojach. Dysponując obserwacjami nieregularnego żłóża w wyrobisku górniczym, można też jego miąższość określić drogą pośrednią, dzieląc powierzchnię odsłoniętej części żłóża (F) przez odcinek (l) mierzony wzdłuż kierunku upadu (rys. 4.1f).

$$m = \frac{F}{l} \quad (4.1)$$

Pomiary można przeprowadzić na profilu lub fotopłanie ociosu. Uzyskana w ten sposób miąższość jest średnią dla odsłoniętego fragmentu żłóża.

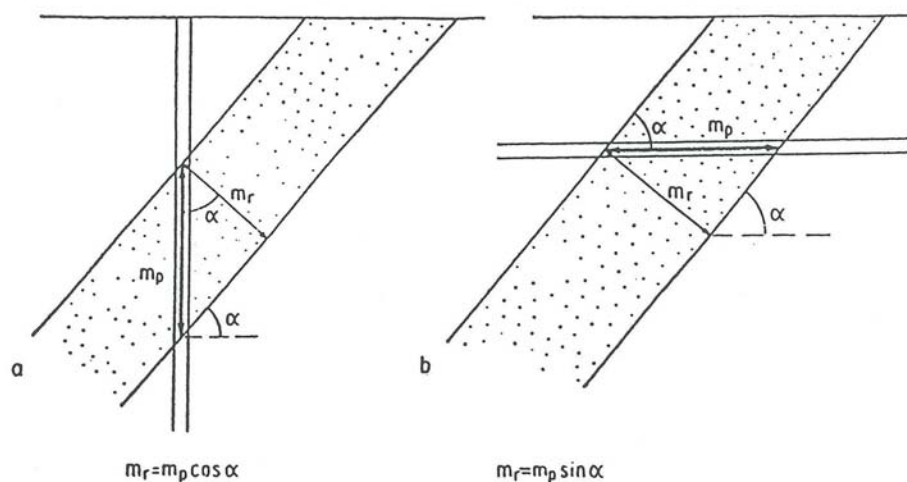


Rys. 4.1. Sposoby definiowania miąższości żłóża

a – żłóże pokładowe, b – żłóże soczewkowe, c – żłóże o nierównym stropie i spągu (stratoidalne) ułożone poziomo, d – j.p. nachylone, e – j.p. w przypadku braku w żłóżu charakterystycznych warstw obrazujących jego ułożenie, f – j.p. na podstawie pomiaru powierzchni żłóża w odsłonięciu, g – j.p. żłóża niecałkowicie odsłoniętego w wyrobisku

1 – żłóże, 2 – powierzchnia środkowa żłóża, 3 – warstwa przewodnia, 4 – otwory badawcze, m_z – miąższość żłóża

Mięższność mierzona w przedstawione sposoby stanowi miąższność rzeczywistą. W praktyce często pomiar rzeczywistej miąższności jest niemożliwy, można natomiast bez trudu pomierzyć miąższność złoża wzdłuż osi wykonanego w nim otworu lub wyrobiska górniczego. Jest to zwykle miąższność pozorna. Jeśli pomiar wykonany był w kierunku pionowym, np. w pionowym otworze wiertniczym, mówimy o miąższności pionowej, jeśli w poziomym, np. w chodniku kopalnianym, mówimy o miąższności poziomej. Znając miąższność pionową lub poziomą można bez trudu określić miąższność rzeczywistą na podstawie prostych relacji trygonometrycznych (rys. 4.2). Na większe trudności napotyka się, jeśli oś wyrobiska,

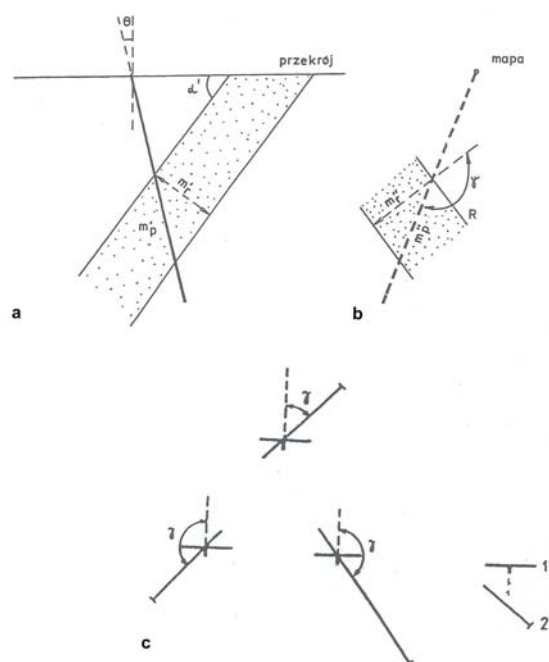


Rys. 4.2. Związki między miąższnością pozorną i rzeczywistą
 a – w przypadku pomiaru miąższności pionowej (np. w otworze wiertniczym), b – w przypadku pomiaru miąższności poziomej (np. w wyrobisku górniczym), m_p – miąższność pozorna, m_r – miąższność rzeczywista, α – kąt upadu złoża

wzdłuż której mierzymy miąższność, jest nachylona w stosunku do poziomu. Rzeczywistą miąższność oblicza się wówczas za pomocą wzoru Leontowskiego:

$$m_r = m_p (\cos \theta \cos \alpha + \sin \theta \sin \alpha \cos \gamma) \quad (4.2)$$

gdzie: α – kąt upadu warstw,
 θ – kąt nachylenia otworu (w stosunku do pionu),
 γ – kąt zawarty pomiędzy kierunkiem osi otworu a kierunkiem wzniosu warstw ($\gamma = 0^\circ$ do 90° , gdy oś otworu jest skierowana w kierunku wznoszenia się warstwy; $\gamma = 90^\circ$ do 180° , gdy jest skierowana w kierunku jej zapadania (rys. 4.3). Jeśli kąt γ jest mniejszy od 15° nierównoległość osi otworu do kierunku zapadania można zaniedbać, gdyż $\cos \alpha < 15^\circ$ niewiele różni się od 1. Popędniony błąd jest mniejszy od 3,5%, zatem nieznaczny.



Rys. 4.3. Związki między miąższością pozorną i rzeczywistą w otworze nachylonym wierconym skośnie do kierunku zapadania warstw
 a – na przekroju, b – na mapie, c – sposób określania kąta γ między osią otworu i kierunkiem zapadania (wzniosu) warstw, m_p – miąższość pozorną, m_r – miąższość rzeczywistą, α' – pozorny kąt upadła złoża na przekroju, θ – kąt nachylenia otworu

Miąższość pozorną jest zawsze większa od rzeczywistej, toteż przy obliczaniu zasobów konieczna jest jej redukcja w sposób dobrany stosownie do warunków, w jakich pomiar m_p był przeprowadzany.

Dla złożeń nachylonych pod niewielkim kątem miąższość pionowa nieznacznie różni się od rzeczywistej. W związku z tym przy upadzie złożeń mniejszym od 15° dopuszczalne jest posługiwanie się miąższością pionową z pominięciem redukcji. Podobnie dla złożeń stromych o upadzie ponad 75° rzeczywista miąższość różni się nieznacznie od poziomej i jej redukcję również można zaniedbać. Błąd popełniany w obu przypadkach jest nieznaczny, ponieważ $\cos \alpha < 15^\circ$ i $\sin \alpha > 75^\circ$ wynoszą ponad 0,966. Powstający w obu przypadkach błąd jest mniejszy od 3,5 % i przyjmuje się go jako dopuszczalny.

Jeśli zasoby oblicza się na podstawie mapy, stanowiącej rzut złożeń na płaszczyznę poziomą, można posłużyć się miąższością pionową, gdyż redukcja miąższości została już uwzględniona przez redukcję pola powierzchni obliczeniowej w rzucie na płaszczyznę mapy. Podobnie w przypadku złożeń stromych można posłużyć się miąższością poziomą, jeśli pomiaru powierzchni pól dokonuje się na mapie w rzucie na płaszczyznę pionową. W obu przypadkach unika się zatem dodatkowych przeliczeń miąższości i powierzchni, zwykle dość kłopotliwych.

Pomiary miąższości wykonujemy we wszystkich punktach rozpoznania złoża (w otworach wiertniczych, wyrobiskach górniczych i odsłonięciach naturalnych). Sposób pomiaru zależy od wyrazistości granic złoża w profilu. Jeśli granice te są wyraźne i łatwo dają się ustalić na podstawie obserwacji makroskopowych (np. strop i spąg pokładów węgla), miąższość złoża określa się w wyrobisku za pomocą miarki centymetrowej. Dokładność pomiaru powinna wynosić 1 cm. Jeśli wyrobisko nie odsłania całej miąższości złoża, należy wykonać odpowiednie przybierki w stropie i spągu lub wykonać otwory skierowane wzdłuż linii pomiaru (rys. 4.1g), aż do osiągnięcia stropu i spągu złoża.

Pomiary miąższości wykonuje się równolegle z opróbowaniem złoża w miejscach pobrania próbek. Jeśli zmienność miąższości jest większa niż jakości kopaliny to jej pomiary wykonuje się również w miejscach pośrednich. Liczba pomiarów powinna wynikać z analizy zmienności złoża. Musi też być dostosowana do potrzeb górniczych (np. dla regulacji wysokości wyrobisk eksploatacyjnych).

W otworach wiertniczych pełnordzeniowych, gdy złoże jest przewiercane jednym marszem, miąższość określa się na podstawie wydobytego rdzenia, mierząc jego długość między stwierdzonym stropem i spągami złoża. Jednocześnie mierzy się widoczne na rdzeniu kąty upadu potrzebne do wykonania redukcji pomiaru miąższości pozornej. Długość rdzenia mierzy się z dokładnością do 1 cm.

Niepełny uzysk rdzenia powoduje, że pomierzona jego długość jest mniejsza od miąższości złoża. Jeśli całe złoże przewiercane zostało w jednym marszu, za jego miąższość przyjmuje się pomierzoną długość rdzenia. Popelniany przy tym błąd może maksymalnie wynieść $\pm(1-u)m_k$, gdzie: u – uzysk rdzenia, a m_k – długość marszu.

Jeśli złoże jest przewiercane kilkoma marszami, to jego miąższość wyniesie:

$$m_z = \sum_{k=2}^{k=n-1} m_k + l_1 + l_n \quad (4.3)$$

gdzie: l_1 – długość rdzenia ze złoża w marszu przecinającym jego strop,
 l_n – długość rdzenia ze złoża w marszu przecinającym spąg złoża,
 m_k – długość marszy pośrednich.

Możemy przyjąć, że w marszu początkowym i końcowym przecinającym złoże, straty rdzenia nastąpiły w skałach otaczających. Maksymalny popelniony błąd w ocenie miąższości może wynieść:

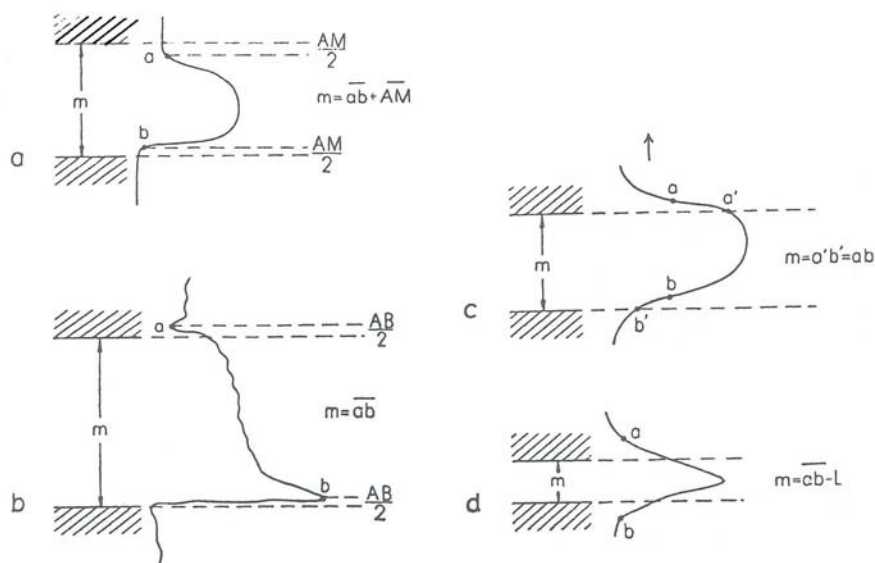
$$\varepsilon_m = (1-u_1)m_1 + (1-u_n)m_n \quad (4.4)$$

gdzie: u_1 i u_n – uzysk rdzenia w marszach początkowym i końcowym przecinających złoże,
 m_1 i m_n – długość tych marszy.

Mięszczość złoża wyznaczona na podstawie rdzeni wiertniczych jest zatem obarczona pewnym błędem, którego wielkość zależy od uzysku rdzenia. Wymaga się, aby uzysk ten w serii złożowej wynosił co najmniej 90%. Jeśli jest niższy, ocenę miąższości należy poprzeć wynikami pomiarów geofizycznych, chronometrażem lub skontrolować przez pobranie próbek ze ścian otworu próbnikiem bocznym. W niektórych przypadkach konieczne może być powtórzenie otworu.

Ze wzoru wynika, że dokładność pomiaru miąższości zależy od długości stosowanych marszy. W związku z tym zaleca się przewiercenie serii złożowej możliwie krótkimi marszami.

W przypadku wierceń bezrdzeniowych konieczny jest z reguły pomiar miąższości metodami geofizycznymi. Najczęściej wykorzystuje się w tym celu wyniki profilowania elektrycznego (elektrooporowego) i radioaktywnego (promieniotwórczości naturalnej, gamma-gamma, neutron-gamma), które pozwalają na wyznaczenie miąższości w sposób stosunkowo prosty i dokładny. Wymaga się jedynie, aby zróżnicowanie własności badanej warstwy w stosunku do warstw otaczających było dosyć wyraźne. Dokładność określenia miąższości może budzić wątpliwości tylko w przypadku, gdy jest ona mniejsza od długości stosowanych sond. Typowe przypadki pomiaru miąższości wyjaśnia rysunek 4.4.



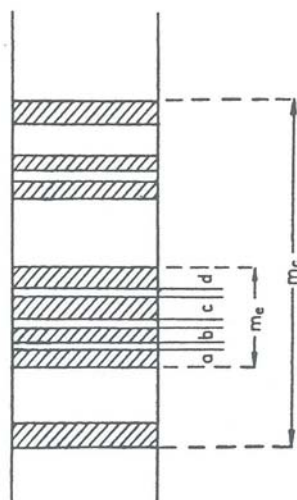
Rys. 4.4. Wyznaczanie miąższości złoża w otworze wiertniczym na podstawie profilowania geofizycznego
 a – potencjałowe profilowanie oporności, b – gradientowe profilowanie oporności, c – profilowanie gamma,
 d – profilowanie gamma w przypadku cienkiej warstwy, L, AB, AM – długości sond, strzałka wskazuje
 kierunek ruchu sondy w czasie wykonywania profilowania

W złożach niejednorodnych pod względem litologicznym, w których warstwy kopaliny użytecznej są przedzielone przewarstwieniami płonnymi (przerostami), wyróżnia się miąższość całkowitą, roboczą i użyteczną.

Miąższością całkowitą lub ogólną jest sumaryczna miąższość warstw mierzona od stropu najwyższej położonej warstwy użytecznej do spągu położonej najniżej. Często dotyczy ona całej wiązki blisko siebie położonych pokładów wraz z rozdzielającymi je przerostami płonnymi. W złożach węgla wyróżnia się w ten sposób miąższość: pokładów (węgla z przewarstwieniami płonnymi) oraz miąższość węgla w pokładzie (z pominięciem przerostów).

Miąższość robocza (eksploatacyjna) jest to miąższość, przy której złożo może być eksploatowane w sposób technicznie i ekonomicznie uzasadniony, na przykład z pominięciem odosobnionych cienkich warstw najwyższej lub najniższej położonych, oddzielonych od pozostałych przewarstwieniami płonnymi.

Miąższością użyteczną jest sumaryczna miąższość warstw kopaliny w furcie eksploatacyjnej. Określa się ją tylko w tych przypadkach, gdy płonne przerosty mogą być wydzielone w czasie eksploatacji lub sortowania urobku. Wzajemne stosunki między wymienionymi rodzajami miąższości przedstawia rysunek 4.5.



Rys. 4.5. Miąższość złoża o niejednorodnej budowie

m_c – miąższość całkowita, m_e – miąższość eksploatacyjna, $m_u = a + b + c + d$ – miąższość użyteczna

Trudno jest ustalić miąższość złoża, gdy granice jego nie zaznaczają się wyraźnie i nie ma możliwości makroskopowego wyznaczenia jego kontaktu ze skałą płonną. Często kopalina przechodzi stopniowo w skałę otaczającą w miarę zmniejszania się w niej zawartości składnika użytecznego. Jest to sytuacja typowa dla wielu złóż rud, np. dolnośląskich złóż rud Cu, śląsko-krakowskich złóż rud Zn i Pb i wielu innych. W takich przypadkach położenie stropu i spągu złoża wyznacza się na podstawie wyników analiz próbek pobieranych w linii, wzdłuż której chcemy pomierzyć miąższość. Próbkę pobiera się odcinkami o długości tak dobranej, aby wyznaczenie położenia stropu i spągu złoża nie budziło wątpliwości. Zasadą jest tu pobieranie próbek osobno z odcinków różniących się makroskopowo intensywnością mineralizacji lub, jeśli mineralizacja jest niewidoczna, z odcinków o takiej długości, aby

ewentualny błąd względny określenia miąższości nie przekroczył 5–10% w stosunku do minimalnej bilansowej miąższości złoża. Pomiar miąższości jest zatem w tych przypadkach poprzedzany opróbowaniem.

Położenie stropu i spągu złoża wyznaczają skrajne próbki, w których zawartości składnika użytecznego są równe brzeżnej (p_b) przyjętej jako kryterium definiujące granice złoża. Zwykle na podstawie wartości p_b wyznacza się w profilu interwały złożowe, a następnie rozpatruje możliwość włączenia w obręb złoża rozdzielających je utworów nie spełniających tych kryteriów, w celu uzyskania ciągłości złoża w profilu (rys. 2.4). Jeśli w interwale złożowym wyznaczonym na podstawie wartości (p_b) stwierdzimy zawartość średnią (p_{bs}) niższą od wymaganej brzeżnej dla profilu (p_{be}), to eliminujemy skrajne najuboższe próbki tak długo, aż obliczana średnia zawartość w profilu będzie co najmniej równa wymaganej p_{be} .

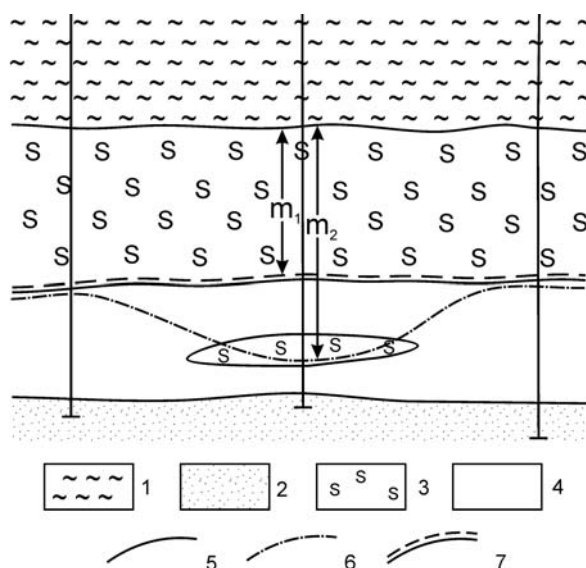
Przy wyznaczaniu granic złoża w pionie (jego miąższości i zawartości składnika użytecznego), utworzonego z wielu naprzemianległych przewarstwień użytecznych i płonnych, często powstają wątpliwości, które z wkładek bądź partii kopaliny należy włączyć w jego obręb, a które nie. Ogólnych zasad postępowania sformułować nie można, zależą one bowiem od wykształcenia złoża, przewidywanego sposobu eksploatacji, cenności kopaliny itd. Kierować się należy zasadą, że średnia zawartość składnika użytecznego w całym profilu powinna być równa co najmniej kryterialnej brzeżnej zawartości.

Często nie włącza się w obręb złoża odosobnionych, nieciągłych warstw kopaliny położonych powyżej stropu i poniżej spągu, jeśli są oddzielone od złoża zasadniczego przewarstwieniem płonnym o znacznej miąższości, zwłaszcza gdy nie ma możliwości ich wyeksploatowania. Niekiedy kierujemy się zasadą, że nie włącza się takiej warstwy, jeśli średnia ważona zawartość składnika użytecznego w niej i oddzielającym ją od złoża przerście jest niższa od brzeżnej zawartości, przyjętej jako kryterium definiujące złożo, można bowiem przyjąć, że jej wydobywanie nie znajduje uzasadnienia.

Zaliczenie lub nie zaliczenie takich odosobnionych wkładek do złoża powoduje stosunkowo niewielkie różnice zasobów, może natomiast spowodować dość dużą zmianę formy złoża, a zwłaszcza położenia granic (rys. 4.6). Zasady postępowania powinny więc być zawsze rozpatrywane indywidualnie na podstawie przekrojów, a przy dokumentowaniu złóż w wyższych kategoriach (B, A) skonsultowane z projektantem zakładu górniczego.

W przypadku, gdy nierównomierną mineralizacją jest objęta jakaś strefa (warstwa lub żyła) o ostrych granicach, jej miąższość przyjmuje się za miąższość złoża.

W praktyce w czynnych kopalniach, eksploatujących złoża o zmiennej miąższości i zróżnicowanej jakości kopaliny, w profilu pionowym wyłania się często zagadnienie wyboru wysokości furty eksploatacyjnej. Jeśli dysponujemy wynikami analiz próbek odcinkowych pobieranych w poszczególnych punktach opróbowania, to dla całych pól przygotowanych do eksploatacji oblicza się średnie zawartości składnika użytecznego w warstwach złoża o grubości odpowiadającej długości pobieranych próbek odcinkowych. Przykładowo, w dolnośląskich złożach miedzi rejonu lubińskiego, gdzie sposób ten jest stosowany, grubość takich warstw wynosi 20 cm. Mając obliczone średnie zawartości składnika użytecznego w takich sztucznie wydzielonych warstwach (lub lepiej plastrach) złoża,



Rys. 4.6. Zmiany formy i miąższości złoża w wyniku włączenia odosobnionej wkładki (soczewy)
 1 – ility, 2 – piaski, 3 – wapienie siarkonośne, 4 – wapienie płonne, 5 – strop złoża, 6 – spąg złoża w przypadku włączenia soczewki leżącej poniżej zasadniczej warstwy tworzącej złożo, 7 – j.p. w przypadku jej nie włączenia

ustalamy położenie jego granic w pionie dobierając tyle warstw, aby średnia zawartość składnika w całym polu nie spadła poniżej średniej dopuszczalnej w projekcie eksploatacji. Obliczenia można prowadzić równoległe z analizą przewidywanych efektów ekonomicznych, co umożliwia ustalenie wysokości furty najlepiej uzasadnionej ekonomicznie.

4.2. Gęstość przestrzenna

Gęstością przestrzenną kopaliny jest jej masa G zawarta w jednostce objętości V :

$$\gamma_o = \frac{G}{V} \quad (4.5)$$

którą podaje się w t/m^3 . Jest ona zawsze mniejsza od gęstości właściwej, uwzględnia bowiem szczelinowatość, porowatość i kawernistość skał tworzących złożo. Oznacza się ją metodami laboratoryjnymi bądź polowymi. Metodami laboratoryjnymi przeprowadza się badania próbek pobranych bądź z rdzeni wiertniczych, bądź z ociosów wyrobisk górniczych. Ich objętość nie powinna być mniejsza od 1 dm^3 . Jeśli są to próbki foremne, np. odcinki rdzeni, ich objętość określa się metodą geometryczną przez bezpośredni pomiar ich wymiarów, a masę ważąc. Fragmenty rdzeni zwykle wymagają obustronnego obcięcia dla uzyskania regularnego walca. Z próbek nieregularnych wycina się niekiedy próbki foremne w postaci kostek lub rdzeni.

Objętość próbki nieforemnej określa się albo przez pomiar ilości wody wypartej przy zanurzeniu w niej próbki, albo przez ważenie próbki w wodzie i w powietrzu i obliczaniu na tej podstawie różnicy mas. Stosując te metody, próbki należy powlekać cienką warstwą parafiny w celu uniknięcia wnikania wody w pory i szczeliny. Gęstość przestrzenną określa się ze wzoru:

$$\gamma_o = \frac{G}{\frac{G_p - G_{wp}}{\gamma_w} - \frac{G_p - G}{\gamma_p}} \quad (4.6)$$

gdzie: G – masa próbki,
 G_p – masa próbki pokrytej parafiną,
 G_{wp} – masa próbki pokrytej parafiną zanurzonej w wodzie,
 γ_w – gęstość właściwa wody,
 γ_p – gęstość właściwa parafiny 0,9 g/cm³.

Próbki badane laboratoryjnie zwykle nie odzwierciedlają poprawnie kawernistości i szczelinowatości skały, zawierają bowiem jedynie pory i drobne szczeliny nie niszczące zwięzłości próbki, natomiast nie uwzględniają większych szczelin i kawern. Oznaczenia laboratoryjne są zatem zawsze obarczone pewnym błędem systematycznym, powodującym zawyżenie pomierzonej gęstości przestrzennej w stosunku do rzeczywistej, jaką ma kopalina w złożu. Należy w związku z tym dążyć do badania próbek możliwie jak największych, bowiem wówczas błąd ten jest mniejszy. Nieprawidłowe jest badanie gęstości przestrzennej próbek skruszonych.

Metody polowe oznaczania gęstości przestrzennej polegają na wykonaniu w złożu albo niewielkiego wkopu (wdzierki), albo wyrobiska o możliwie prawidłowym kształcie. Objętość wkopu można określić wypełniając go drobnoziarnistym piaskiem pobieranym ze skalibrowanego pojemnika. Objętość wyrobiska oblicza się na podstawie pomiaru jego wymiarów, a masę uzyskuje się ważąc urobek wydobyty z tego miejsca. Dane podstawia się do wzoru (4.5). Uważa się, że wystarczająca jest objętość wyrobiska około 10 m³, odpowiadająca mniej więcej postępowi przodka wyrobiska chodnikowego w czasie jednego zabioru. Uzyskać można wówczas stosunkowo dokładne oznaczenie γ_o , uwzględnia się bowiem duże szczeliny i kawerny, ale niedokładność pomiaru objętości spowodowana nierównością ścian wyrobiska może obniżyć wiarygodność wyniku.

Gęstość przestrzenna kopaliny zależy od ich składu mineralnego (zróżnicowania gęstości właściwej tworzących ją minerałów) oraz porowatości i szczelinowatości. Zależność tę można określić ogólnym wzorem:

$$\gamma_o = \left(\sum_{i=1}^k z_i \cdot \gamma_{wi} \right) \left(1 - \frac{n}{100} \right) \quad (4.7)$$

gdzie: z_i – zawartość poszczególnych składników mineralnych budujących kopalinę,
 γ_{wi} – gęstości właściwe tych składników,
 n – porowatość (szczelinowatość, kawernistość) kopaliny.

Zależność ta jest szczególnie wyraźna, gdy istnieją duże różnice gęstości właściwej poszczególnych składników mineralnych (zwłaszcza użytecznych i płonnych). W przypadkach takich gęstość przestrzenną niejednokrotnie można określić pośrednio na podstawie wyników analiz chemicznych próbek jeżeli znana jest porowatość kopaliny, bowiem:

$z_i = \frac{p_i}{a_i}$, p_i – zawartość składnika w kopalinie, a_i – zawartość tego składnika w czystym mineralu.

Zmienność porowatości powoduje, że określenie γ_o na podstawie zależności (4.7) w praktyce nie jest możliwe. Wykorzystuje się natomiast korelację gęstości przestrzennej z zawartością wybranych składników bądź korelację z teoretyczną gęstością właściwą γ_{wt} obliczoną na podstawie składu mineralnego, o którym informuje analiza chemiczna. Korelacje te ustalamy na drodze doświadczalnej. Wykonuje się w tym celu szereg oznaczeń gęstości przestrzennej, najlepiej metodami polowymi. Równoległe przeprowadza się analizy chemiczne wydobytego materiału. Dla kopaliny wieloskładnikowych oblicza się na podstawie analizy chemicznej ich teoretyczną gęstość właściwą (γ_{wt}) ze wzoru:

$$\gamma_{wt} = \sum_{i=1}^k \frac{p_i}{a_i} \gamma_{wi} \quad (4.8)$$

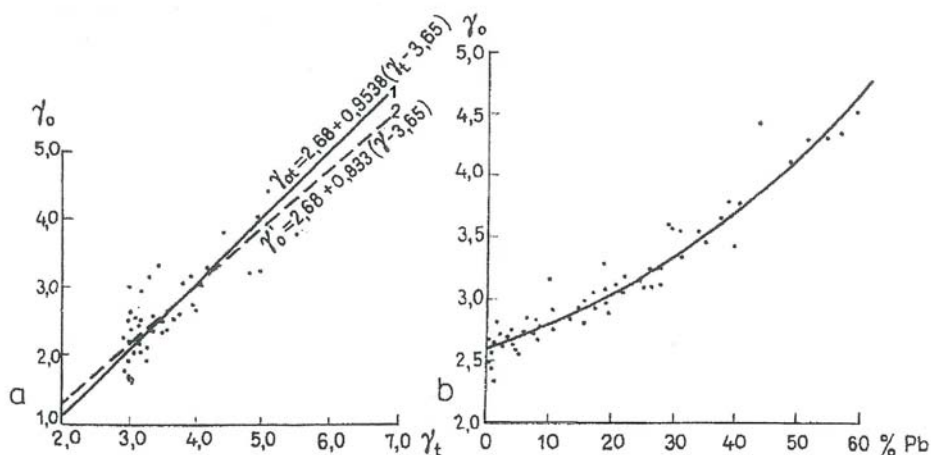
Na podstawie tych badań wyznacza się funkcję regresji między γ_o i γ_{wt} , którą następnie wykorzystuje się do oceny gęstości przestrzennej na podstawie wyników analizy chemicznej (rys. 4.7a).

W kopalinach, w których tylko jeden ze składników różni się gęstością właściwą od pozostałych, można wykorzystać wprost zależność między jego zawartością a gęstością przestrzenną. Na przykład gęstość przestrzenna węgla zależy od zawartości popiołu. Drobne zróżnicowania składu mineralnego, a także porowatości powodują rozrzut wyników wokół prostej regresji. W pewnych przypadkach mogą też spowodować, że zależność ta może być bardziej skomplikowana (rys. 4.7).

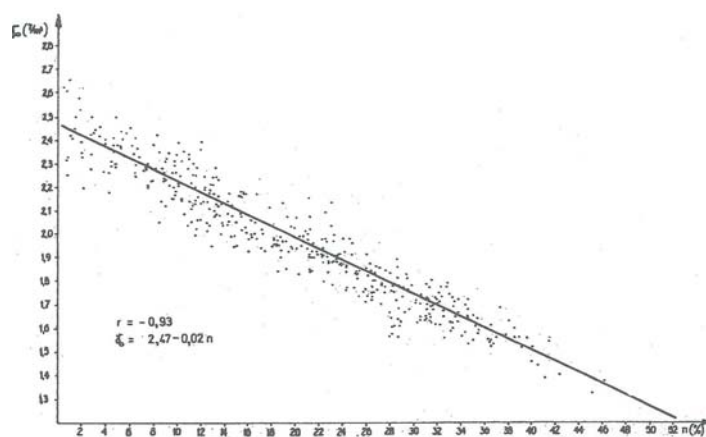
W kopalinach o prostym składzie mineralnym wyraźnie zaznacza się zależność gęstości przestrzennej od porowatości (rys. 4.8). Jeśli porowatość ta jest znana, to gęstość przestrzenną oblicza się ze wzoru:

$$\gamma_o = \left(1 - \frac{n}{100}\right) \gamma_w \quad (4.9)$$

gdzie: γ_w – gęstość właściwa kopaliny,
 n – porowatość [%].



Rys. 4.7. Zależności gęstości przestrzennej od składu mineralnego
 a – zależność γ_o rudy Zn-Pb od gęstości właściwej obliczonej na podstawie analizy chemicznej (1) i oznaczonej eksperymentalnie (2), b – zależność krzywoliniowa γ_o rudy Pb od zawartości Pb (wg Piątkowskiego i Bondarenki, f. Nieć 1990)

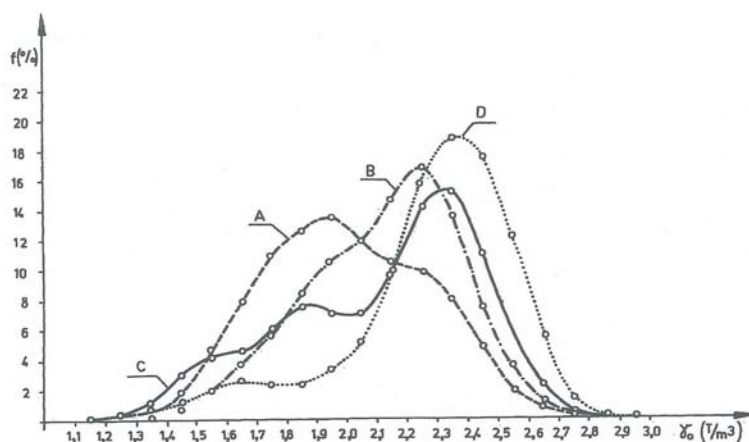


Rys. 4.8. Korelacja między gęstością przestrzenną a porowatością rudy siarki (złoże siarki Grzybów)

Badania statystyczne wykazują, że gęstość przestrzenna charakteryzuje się bardzo małą zmiennością, zwykle nie większą niż 20 %, a często w przypadku kopalni skalnych poniżej 10%, znacznie mniejszą niż pozostałe parametry złoża. Uważa się w związku z tym, że 20–30 pomiarów wystarcza do jej scharakteryzowania. Dla całego złoża przyjmuje się jedną średnią wartość γ_o obliczoną na podstawie tych oznaczeń. Zalecenia odnośnie wystarczającej liczby oznaczeń gęstości przestrzennej należy jednak traktować z dużą rezerwą.

Zróznicowanie wykształcenia litologicznego kopaliny, jej składu mineralnego i porowatości może powodować znaczne zróżnicowanie jej gęstości przestrzennej w poszczególnych rejonach złoża (rys. 4.9). Jeśli można wyróżnić pewne typy kopaliny, w zależności np.

4. Pomiar parametrów złożowych



Rejon	Liczba bserwacji	Średnie		
		gęstość przestrzenna [t/m ³]	zawartość siarki [%]	porowatość [%]
A	483	2,00	26,3	19,6
B	628	2,12	27,6	15,2
C	563	2,10	18,0	16,3
D	559	2,27	19,9	13,1

Rys. 4.9. Zróżnicowanie gęstości przestrzennej w granicach złoża w zależności od porowatości rudy i zawartości siarki. Złoże siarki Grzybów

od tych czynników, wówczas powinno się określać gęstość przestrzenną każdego jej typu z osobna, a następnie dla każdego punktu rozpoznawczego obliczać gęstość przestrzenną ze wzoru:

$$\gamma_{op} = \frac{\sum_{i=1}^n \bar{\gamma}_{oi} m_i}{\sum_{i=1}^n m_i} \quad (4.10)$$

gdzie: n – liczba wydzielonych typów kopaliny,
 $\bar{\gamma}_{oi}$ – ich gęstości przestrzenne (średnie),
 m_i – sumaryczna miąższość danego (i -tego) typu kopaliny w profilu.

W laboratorium gęstość przestrzenną określa się zwykle dla próbek wysuszonych⁶, metodami polowymi natomiast dla kopaliny w stanie wilgotności naturalnej. Będzie ona

⁶ Powinny to być próbki „powietrzno-suche”. Suszenie w temperaturze 105°C zalecane przez niektóre normy nie jest wskazane, może bowiem nastąpić usunięcie wody krystalizacyjnej z niektórych minerałów.

zawsze wyższa od oznaczonej w laboratorium. Wilgotność skał podaje się zwykle jako stosunek masy wody zawartej w skale do masy próbki wilgotnej w procentach:

$$W = \frac{G_w - G_s}{G_w} 100 \quad (4.11)$$

gdzie: G_w – masa próbki wilgotnej,
 G_s – masa próbki suchej.

Między gęstością przestrzenną w stanie wilgotnym (γ_{ow}) a w stanie suchym (γ_{os}) istnieje prosta zależność:

$$\gamma_{ow} = \gamma_{os} \left(1 + \frac{W}{100} \right) \quad (4.12)$$

W zależności czy celem obliczeń są zasoby kopaliny w stanie suchym, czy o wilgotności naturalnej, musi się uwzględnić odpowiednie wartości gęstości przestrzennej.

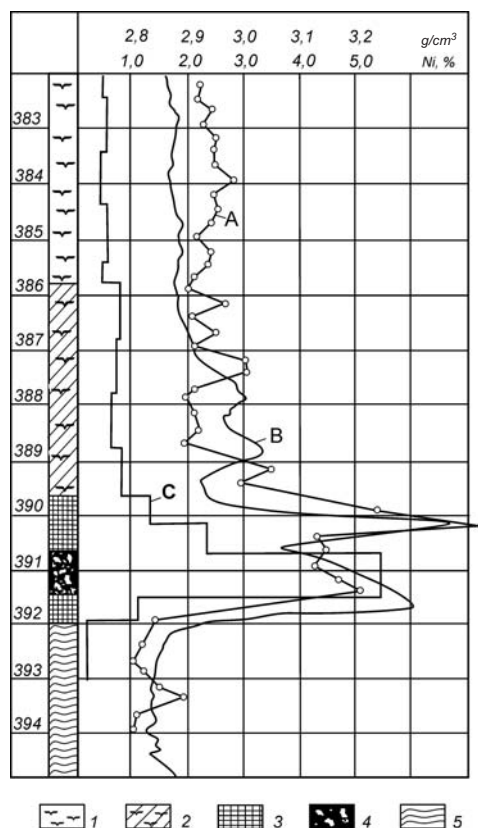
Różnica między gęstością przestrzenną w stanie wilgotnym i wysuszonym jest jedną z przyczyn niezgodności między wykazywanym ubytkiem zasobów z tytułu wydobycia (określanym przy przyjęciu gęstości przestrzennej w stanie suchym) i wykazywanym wydobyciem kopaliny w stanie wilgotnym. Różnica ta może dochodzić do kilku procent (np. w złożach kruszywa piaskowo-żwirowego).

W pewnych przypadkach gęstość przestrzenną można określić pośrednio metodami geofizycznymi. Spośród częściej stosowanych metod można wymienić profilowanie gamma–gamma. Intensywność rozproszonego promieniowania gamma jest odwrotnie proporcjonalna do gęstości przestrzennej. Jeśli na podstawie badań eksperymentalnych określona została funkcja (funkcja regresji) opisująca tę zależność, wówczas można wyznaczać gęstość przestrzenną w sposób ciągły, np. w profilu otworu (rys. 4.10).

4.3. Zawartość składnika użytecznego

Jeśli oblicza się zasoby składnika użytecznego, konieczna jest znajomość jego zawartości w kopalinie. Określa się ją na ogół laboratoryjnie na podstawie analizy chemicznej pobranych próbek. Gdy składnikiem użytecznym jest minerał (np. kamienie szlachetne, muskowitz), jego zawartość określa się na podstawie oceny wizualnej lub specjalnych, laboratoryjnych badań mineralogicznych. Metodyka badań laboratoryjnych, zwłaszcza chemicznych, jest ustalona normami państwowymi, których przestrzeganie obowiązuje w praktyce, a ewentualne odstępstwa wymagają szczegółowego uzasadnienia.

4. Pomiar parametrów złożowych



Rys. 4.10. Interpretacja gęstości przestrzennej na podstawie profilowania gamma-gamma w złożu rud niklu (Arcybaszew, Waniukowicz 1968)

1 – perydotyty, 2 – perydotyty z rozproszoną mineralizacją siarczkową, 3 – mineralizacja rozproszona, 4 – rudy masywne, brekcjowe, 5 – fylity, A – gęstość przestrzenna na podstawie próbek, B – gęstość przestrzenna na podstawie interpretacji profilowania gamma-gamma, C – zawartość niklu na podstawie opróbowania rdzeni

Zawartość składnika użytecznego może być podawana w:

- 1) procentach wagowych czystego pierwiastka (Cu, Zn, Pb, S) lub tlenku (P_2O_5 , V_2O_5),
- 2) gramach na tonę w odniesieniu do metali szlachetnych (Au, Ag) i pierwiastków śladowych ($1g/t = 1 ppm = 0,0001\%$), a w przypadku złóż okruchowych metali szlachetnych i kamieni szlachetnych podaje się ich zawartość w gramach na metr sześcienny.

Jeśli w profilu złoża są pobierane próbki odcinkowe, oblicza się średnią ważoną zawartość składnika użytecznego w profilu ze wzoru:

$$\bar{p} = \frac{\sum_{i=1}^k p_i m_i}{\sum_{i=1}^k m_i} \quad (4.13)$$

gdzie: m_i – grubość oddzielnie opróbowywanych odcinków złoży,
 p_i – zawartość składnika użytecznego w kopalinie w tych odcinkach.

W otworach wiertniczych, w których przeważnie pobierane są próbki odcinkowe z interwałów określonych przepisami (zwykle nie dłuższych niż 1–1,5 m), za m_i przyjmuje się często długość opróbowywanych odcinków. W przypadku niepełnego uzysku rdzenia, a zwłaszcza jeśli jest on zróżnicowany w profilu złoży, słuszność takiego postępowania może budzić wątpliwości, musimy bowiem założyć, że zawartość składnika użytecznego w utraconej części rdzenia w każdym interwale była taka sama jak w próbce pobranej z tego interwału, a co do tego nie mamy pewności. Zaleca się wówczas obliczanie średniej zawartości ze wzoru:

$$\bar{p} = \frac{\sum_{i=1}^k p_i l_i}{\sum_{i=1}^k l_i} \quad (4.14)$$

gdzie: l_i – długości pobranych próbek.

Stosując ten wzór przyjmujemy, że średnia zawartość składnika użytecznego w utraconym rdzeniu jest taka sama jak średnia jego zawartość w pobranych próbkach.

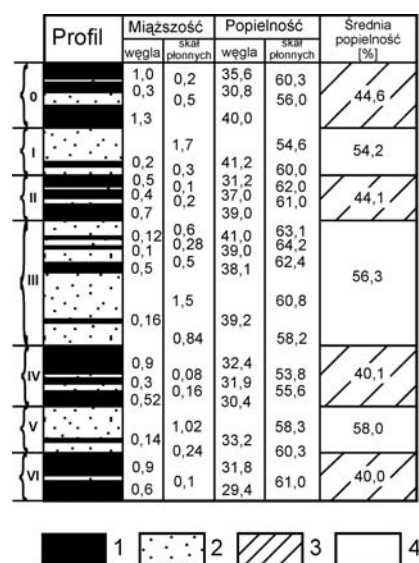
Jeśli występuje wyraźne zróżnicowanie gęstości przestrzennej kopaliny (γ_o) w zależności od jej składu mineralnego średnia ważona powinna być obliczana z uwzględnieniem tej zależności:

$$\bar{p} = \frac{\sum_{i=1}^k p_i l_i \gamma_i}{\sum_{i=1}^k l_i \gamma_i} \quad (4.15)$$

W przypadku złoży utworzonego z szeregu naprzemianległych warstw użytecznych i płonnych często należy przeprowadzić najpierw jego podział na pakiety warstw dokumentowane oddzielnie. Następnie dla każdego pakietu oblicza się średnią ważoną parametru charakteryzującego jakość kopaliny (rys. 4.11). Niekiedy wymaga to kilkukrotnego wykonania obliczeń przy przyjęciu różnych wariantów podziału złoży, aż do uzyskania takiego, który zapewnia możliwość jednoznacznej interpretacji jego budowy i możliwość racjonalnego jego wykorzystania.

Sposób określania zawartości składnika użytecznego zależy także od tego, czy przerosty płonne mogą być lub są wydzielane w czasie eksploatacji, czy też nie. Jeśli są wydzielane, określa się tylko średnią ważoną zawartości składnika użytecznego w warstwach uży-

4. Pomiar parametrów złożowych



Rys. 4.11. Przykład wyznaczenia pakietów warstw stanowiących złożę w niejednorodnym profilu serii złożowej. Złożę węgla brunatnego

1 – węgiel, 2 – przewarstwienia płonne, 3 – wyróżnione pakiety warstw (pokłady z przerostami płonnymi, II, IV, VI), 4 – odcinki profilu uznane za płonne (I, III, V), z przewarstwieniami węgla niezaliczonymi do złoża

tecznych, jeśli natomiast nie ma możliwości ich wydzielenia w trakcie eksploatacji, określa się średnią zawartość w kopalinie łącznie z przerostami płonnymi (w złożach eksploatowanych w całej furcie). W tym przypadku próbki można pobierać od razu łącznie z przerostami, co upraszcza znacznie zagadnienie oceny jakości kopaliny.

W złożach węgla kamiennego przyjmuje się, że przerosty płonne w pokładzie o grubości do 30 cm nie są wydzielane w czasie eksploatacji. W związku z tym w złożach eksploatowanych pobierane są próbki węgla łącznie z takimi przerostami (zgodnie z polską normą PN-G 04501:1998). Wcześniej obowiązywała zasada, że nie były wydzielane przerosty o miąższości do 5 cm. Przy opróbowaniu rdzeni wiertniczych wskazane jest nadal stosowanie tej zasady.

Do analizy chemicznej bierze się próbki wysuszone (zwykle w temperaturze 105°C), zatem musimy pamiętać, że jeśli mamy obliczyć zasoby składnika użytecznego w kopalinie o wilgotności naturalnej (W), oznaczone zawartości p_s musimy przeliczyć według wzoru:

$$p_w = p_s \left(1 - \frac{W}{100} \right) \quad (4.16)$$

W złożach węgla brunatnego, które charakteryzują się dużą, zróżnicowaną wilgotnością naturalną oblicza się jego zasoby przy wilgotności 50%. W przypadku stwierdzonej odmiernej wilgotności niezbędne jest odpowiednie przeliczenie zasobów.

4.4. Powierzchnia złoża

4.4.1. Mapa zasobów

Dane niezbędne do obliczania zasobów przedstawia się na mapie zasobów złoża. Podaje się na niej:

- rozmieszczenie punktów rozpoznawczych i wartości parametrów złoża w tych punktach (wykorzystane do obliczenia zasobów),
- granice obszaru dokumentowanego i interpretowane granice złoża,
- kontur obszaru, w którym dokonuje się obliczenia zasobów (może być odmienny niż granica złoża),
- granice wydzielonych rodzajów i kategorii zasobów,
- granice części złoża różniących się rodzajem lub gatunkiem kopaliny
- kontury pól obliczeniowych (parcel) i ich numery, rodzaj i kategorię zasobów oraz częstość ich wielkość.

Skalę mapy dobiera się stosownie do rozmiarów złoża i do dokładności jego rozpoznania (tab. 4.1).

Tabela 4.1

Zalecane skale map zasobów

Stopień rozpoznania (kategoria) złoża	Minimalne skale map w zależności od grupy zmienności złóż		
	I	II	III
C ₂	1: 25 000	1: 25 000	1: 10 000
C ₁	1: 10 000	1: 5 000	1: 5 000
B	1: 5 000	1: 5 000	1: 1 000
A	1: 5 000	1: 2 000	1: 1 000

W przypadku złóż poziomo leżących lub słabo nachylonych posługujemy się mapami sporządzonymi w rzucie na płaszczyznę poziomą, a przy stromym ułożeniu złoża w rzucie na płaszczyznę pionową.

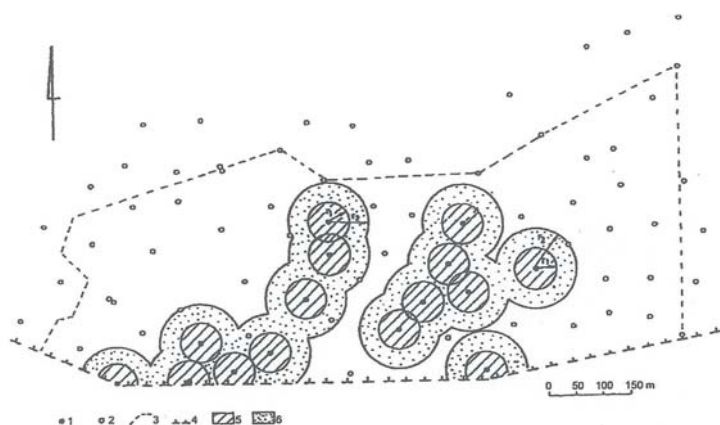
4.4.2. Powierzchnia złoża i jego granice. Granice obszaru obliczenia zasobów

Powierzchnię złoża wyznacza kontur bryły złożowej rzutowany na płaszczyznę – przedstawiony na odpowiedniej mapie. W poszczególnych metodach obliczania zasobów (przedstawionych w rozdz. 5) dla potrzeb rachunkowych tworzony jest zgeometryzowany model bryły złożowej, a zatem także zgeometryzowany kontur obszaru, w którym dokonuje się tych obliczeń. W związku z tym na mapach zasobów (również na innych przedstawianych w dokumentacji geologicznej złoża, a także na przekrojach) wyraźnie powinny być rozróżniane granice:

- obszaru objętego badaniami (pracami rozpoznawczymi),
- złoża, wyznaczone na podstawie kryteriów geologicznych (granica naturalna złoża),
- obszaru przyjętego do obliczenia zasobów – zgeometryzowanej bryły złożowej.

Zwykle granice te pokrywają się. Rozróżnienie to ma natomiast znaczenie w przypadku złóż nieciągłych, zwłaszcza gniazdowych, gdzie możliwe jest tylko wyznaczenie konturu obszaru możliwego występowania gniazd, których pełne wykrycie i wyznaczenie ich granic nie jest możliwe. Dla obliczenia zasobów przyjmuje się wówczas powierzchnię bloków określonych w sposób formalny, przypisanych poszczególnym otworom rozpoznawczym stwierdzającym kopalinę.

W złożach rud cynku i ołowiu wyznacza się granice obszaru badanego, granice obszaru złożowego, w którym stwierdzono przejawy mineralizacji Zn-Pb lub inne oznaki jej towarzyszące (występowanie markasytu, żyłek kalcytowych, barytowych, brekcji), oraz kontur obszaru obliczenia zasobów wyznaczony po obwiedni okręgów (o średnicy 60 m) wokół każdego otworu, w którym stwierdzono wystąpienia rudy Zn-Pb o parametrach kwalifikujących je jako złożowe (rys. 4.12).



Rys. 4.12. Granice obszaru dokumentowanego (złoża) i kontury obszarów obliczenia zasobów.

Złoże rud Zn-Pb Laski

1 – otwory, w których stwierdzono obecność rud Zn-Pb spełniających kryteria bilansowości, 2 – otwory negatywne, 3 – formalne granice obszaru dokumentowanego, w którym stwierdzono zjawiska towarzyszące mineralizacji, obszar możliwego występowania gniazd rudnych, 4 – uskok ograniczający strefę złożową,

5 – zasoby w kat. C₁, 6 – zasoby w kat. C₂

Granice złoża, obszaru obliczenia zasobów oraz poszczególnych rodzajów i kategorii zasobów wyznacza się na podstawie otworów rozpoznawczych lub wyrobisk górniczych. W zależności od położenia konturu w stosunku do nich rozróżnia się kontur wewnętrzny i zewnętrzny. Kontur wewnętrzny prowadzi się po skrajnych punktach stwierdzenia złoża, którego zasoby są zaliczane do określonej kategorii, a zewnętrzny wykreśla się na zasadzie

interpolacji lub ekstrapolacji. Kontur wewnętrzny jest z reguły sztuczny, zewnętrzny może być wyznaczony przez granice naturalne lub może być umowny, wykreślony według pewnych formalnych zasad.

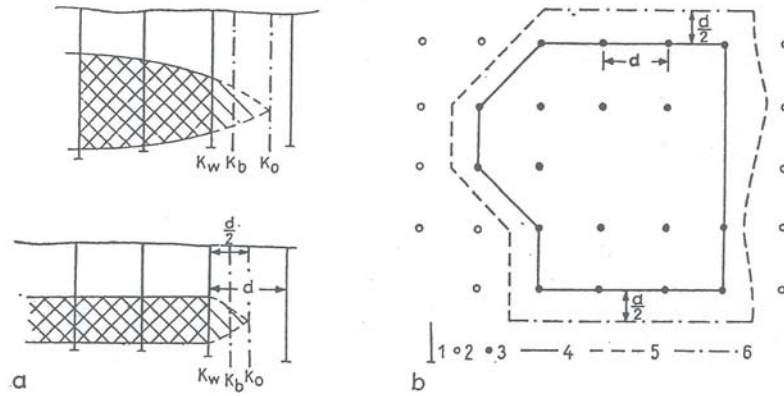
Przyjmowanie konturu wewnętrznego za granicę złoża, a zatem wyznaczanie jej po skrajnych punktach jego stwierdzenia (przede wszystkim w otworach rozpoznawczych) jest zasadniczym błędem dokumentowania, gdyż z reguły złoża występuje także na zewnątrz od nich. Takie wyznaczanie granicy złoża może być akceptowane tylko wówczas, gdy granice złoża są sztuczne, wyznaczone przez granice nieruchomości gruntowych i skrajne otwory rozpoznawcze są wzdłuż nich rozlokowane.

Rozpowszechnione, zwłaszcza w starszych dokumentacjach geologicznych, prowadzenie granic złoża tylko po skrajnych, pozytywnych otworach rozpoznawczych jest spuścizną po gospodarce centralnie planowanej (przed 1989 r.) i wynikających z niej wówczas zaleceń Komisji Zasobów Kopalin. Dążono w ten sposób do maksymalnie oszczędnego wykazywania ilości zasobów (także przez stosowanie różnego rodzaju współczynników zmniejszających, np. z tytułu małego uzysku rdzenia), które miały gwarantować opłacalność inwestycji górniczych, minimalizować ryzyko ich niepowodzenia i zapewniać osiągnięcie „produkcji planowej”. Zarazem stwarzało szanse na wykazanie przyrostu zasobów w wyniku dalszego rozpoznania złoża, co było odpowiednio premiowane.

Kontur zasobów geologicznych wyznaczają naturalne granice złoża, którymi mogą być wychodnie, granice wymyć, linie zaburzeń tektonicznych, linie wyklinowania złoża lub zaniku mineralizacji, położenie stropu i spągu złoża. Kontur prowadzony wzdłuż linii wyklinowania lub zaniku właściwości definiujących kopalinę (mineralizacji w złożach rud) określany jest jako **zerowy**. W przypadku, gdy brak jest danych dla wyznaczenia naturalnych granic złoża, wyznacza się je w sposób formalny, zwykle w połowie odległości między otworem (lub wyrobiskiem górniczym) pozytywnym, stwierdzającym złoża, a negatywnym. W przypadku, gdy brak danych o niewystępowaniu złoża (otworów lub wyrobisk negatywnych), jego kontur wyznacza się na zasadzie ekstrapolacji na zewnątrz od skrajnych punktów jego stwierdzenia w odległości uzależnionej od rozstępu punktów rozpoznawczych w złożu (otworów wiertniczych lub wyrobisk górniczych, rys. 4.13). W zależności od zmienności złoża może ona być albo równa odległości między tymi otworami, albo połowie odległości, albo jednej czwartej w zależności od przewidywanego rozprzestrzeniania się złoża. Określić ją też można na podstawie znajomości struktury zmienności parametrów złoża (charakteryzowanej za pomocą semiwariogramów parametrów złożowych zob. aneks). Można wówczas, na podstawie interpolacji metodą krigingu linowego (zob. aneks), określić położenie izarytm brzeżnych wartości parametrów definiujących złoża, które wyznaczają jego granice (rys. 5.8). Położenie granic ekstrapolowanych wyznacza się w odległości 1/3 lub 2/3 zasięgu autokorelacji (zasięgu semiwariogramu).

W złożach masywowych, pokładowych o dużej miąższości, żyłowych istotne znaczenie ma wyznaczenie ekstrapolowanej granicy złoża poniżej głębokości, do której sięgają otwory rozpoznawcze lub wyrobiska górnicze. Zasięg tej ekstrapolacji zależy od formy złoża i jego budowy. W złożach masywowych, skał nieuwarstwionych (np. głębinowych skał magmo-

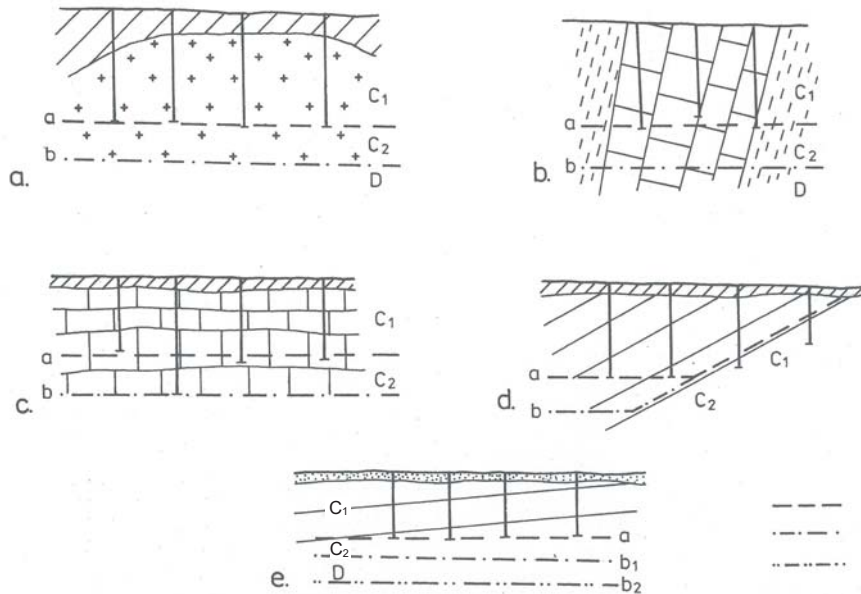
4. Pomiar parametrów złożowych



Rys. 4.13. Wyznaczanie granic złoża

a – w przekroju, b – na mapie, 1 – otwory wiertnicze na przekrojach, 2 – otwory wiertnicze negatywne na mapie, 3 – otwory wiertnicze pozytywne (stwierdzające złożo) na mapie, 4 – kontur „wewnętrzny” złoża (obliczenia zasobów), 5 – kontur zewnętrzny złoża interpolowany, 6 – kontur zewnętrzny złoża ekstrapolowany

wych, wylewnych w kominach wulkanicznych) możliwa jest ekstrapolacja nieograniczona, zwykle do głębokości przewidywanej lub możliwej eksploatacji (rys. 4.14a). W złożach

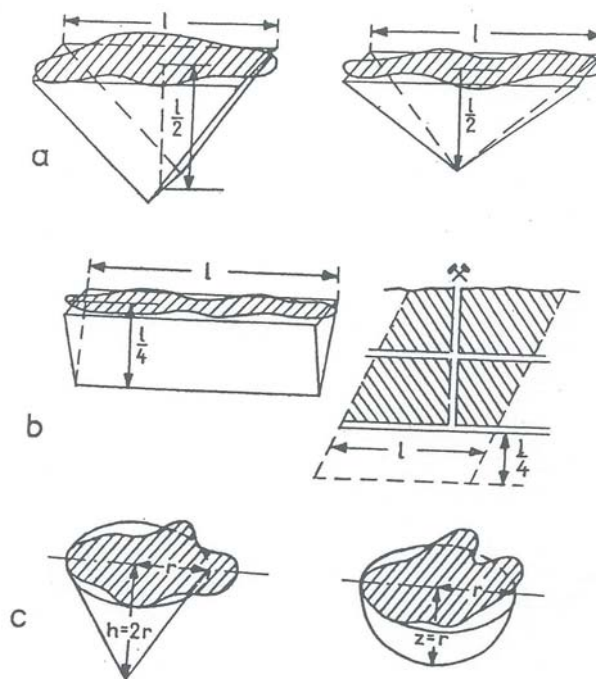


Rys. 4.14. Ekstrapolacja granic złoża w głąb

a – złoża masywowe skał magmowych, b – złoża pokładowe stromo ułożone, c – złoża pokładowe lub masywowe skał uwarstwionych w kompleksach surowcowych o dużej miąższości, d – złoża pokładowe nachylone, e – j. p. o dużej miąższości, położenie spągu złoża nieznane; 1 – dolna granica rozpoznanej części złoża (a), 2 – ekstrapolowana dolna granica złoża prawdopodobna (b), 3 – j. p. możliwa

pokładowych (skał osadowych, magmowych wylewnych w pokrywach lawowych) poziomo ułożonych ekstrapolacja w głąb nie jest zwykle możliwa lub jest bardzo ryzykowna, jeśli brak podstaw do określenia przewidywanego położenia spągu utworów tworzących złożę. W złożach takich, nachylonych, dolna granica może być ekstrapolowana do głębokości wynikającej z kąta upadu warstw stwierdzonych w otworach rozpoznawczych (rys. 4.14b, d, e). W zależności od stopnia pewności takiej ekstrapolacji mogą być klasyfikowane zasoby złoża.

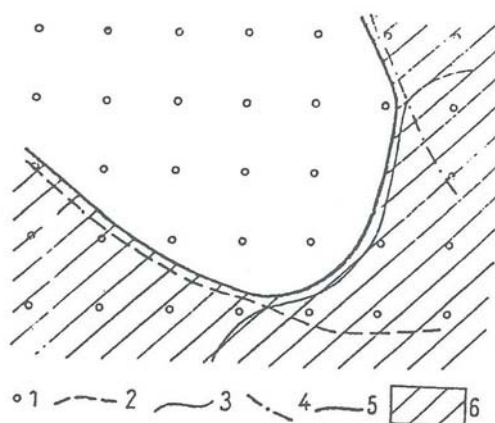
W złożach stromo leżących, zwłaszcza żyłowych, ich zasięg poniżej najniższego poziomu rozpoznania wyznacza się często zgodnie z zasadą Hoovera. Przyjmujemy, że złożę poniżej tego poziomu ma kształt ostrosłupa, którego podstawą jest prostokąt zastępujący powierzchnię przekroju złoża w tym poziomie, a wysokość wynosi połowę długości złoża wzdłuż rozciągłości (rys. 4.15a). Stosuje się też zasadę klina, którą wyjaśnia rysunek 4.15b. W złożach gniazdowych wyznaczamy kontur, przyjmując zasadę stożka lub półkuli (rys. 4.15c). Podstawę tych brył stanowi koło o powierzchni równej powierzchni złoża na najniższym rozpoznanym poziomie.



Rys. 4.15. Ekstrapolacja granic złoża w głąb dla obliczenia zasobów złóż żyłowych, i gniazdowych
 a – złóż żyłowych według zasady Hoovera, b – j. p. według zasady klina, c – złóż gniazdowych

Granice złoża wyznacza się na podstawie określonych umownych kryteriów (kryteriów bilansowości, tab. 2.4), które w całości powinny być spełnione. Niespełnienie choćby

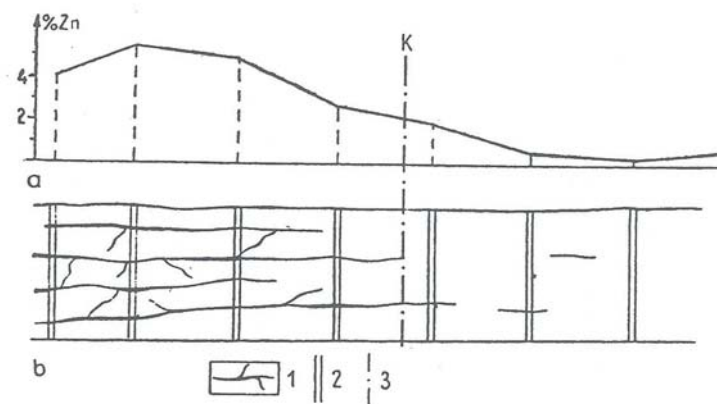
jednego powoduje niezaliczenie odpowiedniej części obszaru do złoża lub uznanie zasobów tej części za pozabilansowe (jeśli użytkownik złoża przewiduje możliwość ich eksploatacji w przyszłości). Ostateczny kontur złoża powstaje zatem przez stopniową eliminację części złoża nie spełniających przyjętych wymagań (rys. 4.16).



Rys. 4.16. Wyznaczanie granic złoża (zasobów bilansowych) drogą kolejnych eliminacji
1 – otwory wiertnicze, 2 – 5 – granice złoża ze względu na: 2 – miąższość, 3 – zawartość składnika użytecznego, 4 – grubość nadkładu, 5 – wypadkowa granica złoża, 6 – obszar nie zaliczony do złoża (lub zasobów bilansowych)

Często w złożach kopalin definiowanych przez ich jakość – na przykład rud, kopalin węglanowych dla przemysłu wapienniczego lub cementowego (wapieni, margli) – kontur złoża i obszaru obliczania zasobów wyznacza się na podstawie wyników opróbowania (rys. 4.17.). Stwarza to niekiedy szereg trudności, zwłaszcza gdy granice tych zasobów są nieostre, jakość kopaliny bardzo zróżnicowana, a w pewnych miejscach spada albo poniżej wymaganych wartości minimalnych (np. minimalnej wymaganej zawartości składnika użytecznego), albo przekracza dopuszczalne wartości maksymalne, na przykład zawartości składników szkodliwych. W zasadzie za granicę złoża przyjmuje się wówczas granicę całej strefy, ale przy założeniu, że średnie zawartości składników użytecznych i szkodliwych spełniają wymagania stawiane przez kryteria definiujące złożo. Jeśli jest możliwa eksploatacja selektywna części użytecznych, okonturowuje się je oddzielnie, jeśli tylko zezwalają na to informacje o złożu.

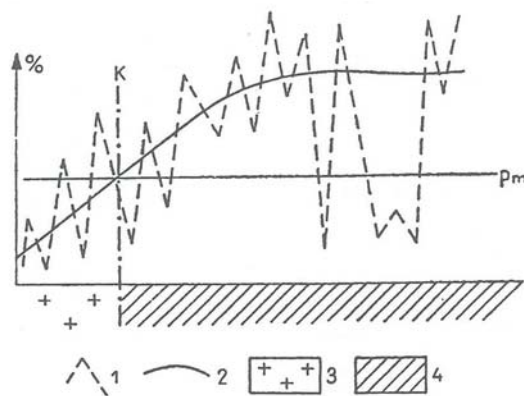
Gdy granice złoża nie są ostre, jego kontur wyznacza się metodą „prób i błędów”, dobierając go w taki sposób, aby średnia wartość parametrów charakteryzujących jakość kopaliny w danej części złoża była równa co najmniej dopuszczalnym brzeżnym przyjętym jako kryteria definiujące złożo. Często możliwe jest wyznaczenie granic złoża w kilku wariantach (w pionie i w poziomie), spośród których wybiera się ten, w wyniku którego uzyskuje się kontury złoża najdogodniejsze do eksploatacji i zapewniające jak najlepsze jego wykorzystanie w sposób ekonomicznie uzasadniony. Przypadek ten jest typowy dla wielu złóż rud, które tworzą utwory objęte mineralizacją. Kontur złoża jest więc prowadzony



Rys. 4.17. Wyznaczanie granicy złoża na podstawie wyników opróbowania

a – wykres wartości parametru charakteryzującego jakość kopaliny (np. zawartości składnika użytecznego),
b – profil ociosu wyrobiska; 1 – skupienia składników użytecznych, 2 – miejsca pobrania próbek, 3 – granica złoża

w sposób umowny i obejmuje całą strefę, w której średnia zawartość składników użytecznych spełnia przyjęte kryteria zawartości brzeżnej, w poszczególnych zaś jej częściach może spadać poniżej zawartości brzeżnej. W przypadku dużych wahań zawartości w sąsiednich próbkach, zwłaszcza w częściach przykonturowych, wyznaczamy trend zróżnicowania zawartości składnika użytecznego i prowadzimy granicę złoża w miejscu, w którym linia trendu osiąga wartość odpowiadającą wymaganej zawartości brzeżnej (rys. 4.18).

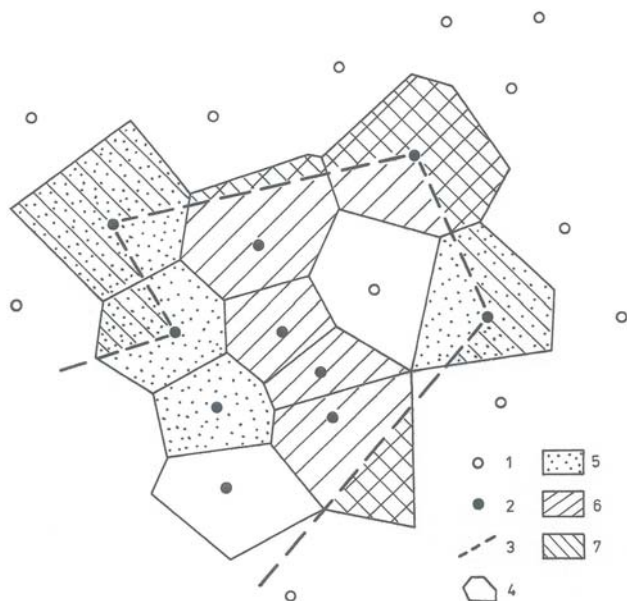


Rys. 4.18. Wyznaczanie granicy złoża (K) na podstawie trendu zawartości składnika użytecznego

1 – wykres zawartości składnika użytecznego na podstawie wyników opróbowania, 2 – linia trendu, 3 – skały uznane za płonne, 4 – złożo

Granica geologiczna złoża może być przyjęta jako kontur obszaru, w którym obliczane są zasoby. W przypadku niektórych metod (wieloboków, krigingu blokowego, minibloków) kontur ten wyznaczany jest jednak w sposób formalny, zgeometryzowany, wzdłuż prostok-

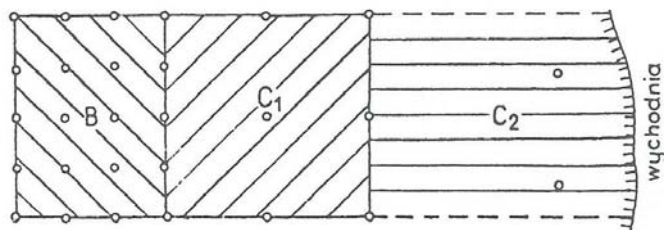
linijnych lub łamanych granic bloków obliczeniowych; **kontur ten nie jest granicą złoża** (rys. 4.19). Na mapach zasobów należy zatem wyraźnie rozróżniać granice złoża (lub obszaru złożowego w przypadku złóż gniazdowych) i kontur obszaru, w którym dokonuje się obliczenia zasobów.



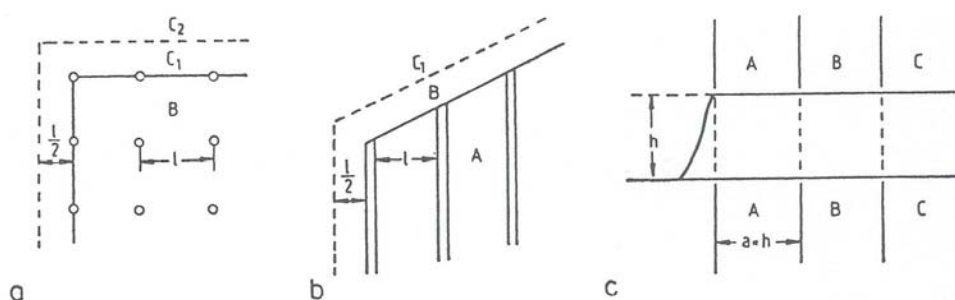
Rys. 4.19. Sztuczne, zgeometryzowane granice bloków obliczeniowych (metoda wieloboków)
1 – otwory negatywne (płonne), 2 – otwory pozytywne (stwierdzone złoża), 3 – granica sztuczna obszaru obliczenia zasobów, 4 – wieloboki, 5 – zasoby bilansowe, 6 – zasoby pozabilansowe, 7 – części wieloboków poza konturem obszaru obliczanych zasobów

Należy też mieć na uwadze, że rzeczywiste położenie granic złoża jest nieznanne i może być korygowane w wyniku lepszego jego rozpoznania, a ostatecznie stwierdzone w czasie eksploatacji.

Wyznaczanie granic części złoża rozpoznanych z różną dokładnością jest kwestią umowną. Przyjmuje się, że granice te wyznaczają skrajne punkty rozpoznawcze rozmieszczone w sieci odpowiadającej gęstości w danej kategorii rozpoznania (rys. 4.20). Jeżeli graniczą ze sobą części złoża, których stopień rozpoznania różni się o dwie kategorie, możemy przeprowadzić ograniczoną ekstrapolację kategorii wyższej na obszarze o niższej kategorii, np. jeśli część złoża rozpoznana w kategorii A graniczy z obszarem rozpoznany w kategorii C_1 , to można do kategorii B zaliczyć zasoby w pasie przylegającym bezpośrednio do obszaru zbadanego w kategorii A. Szerokość tego pasa nie powinna być większa niż połowa odległości między punktami rozpoznawczymi przewidzianej dla kategorii A. Podobnie, jeśli zasoby w kategorii B sąsiadują z rozpoznanyymi w kategorii C_2 , można wyznaczyć pas zasobów w kategorii C_1 o szerokości nie większej niż połowa odległości między punktami rozpoznania przyjętego dla kategorii B (rys. 4.21).



Rys. 4.20. Zasoby w różnych kategoriach rozpoznania w zależności od gęstości sieci otworów



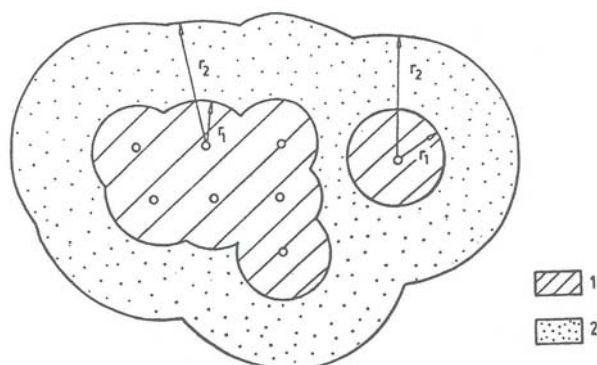
Rys. 4.21. Klasyfikacja zasobów ekstrapolowanych

a – złoża rozpoznane wiertniami, b – złoża rozpoznane wyrobiskami górniczymi, c – w kopalni odkrywkowej
 l – odległości między otworami wiertniczymi lub wyrobiskami górniczymi, h – wysokość skarpy roboczej w odkrywce

W złożach eksploatowanych odkrywkowo można klasyfikować zasoby w kategoriach A i B na zasadzie ekstrapolacji na pewną odległość przed frontem wyrobiska, jeśli złożo zbadane jest w kategorii C_1 lub C_2 (rys. 4.21c).

Zasoby w kategorii C_2 lub D mogą być ograniczone konturem zewnętrznym ekstrapolowanym. Zaliczenie zasobów do jednej z tych kategorii powinno być w takim przypadku uzależnione od stopnia niepewności odnośnie położenia interpretowanej, przewidywanej granicy złoża.

Innym rozwiązaniem określenia granic części złoża rozpoznanych z różną dokładnością jest ich wyznaczenie wyłącznie na zasadzie ekstrapolacji wokół każdego punktu rozpoznawczego w określonej odległości od niego. Wokół każdego punktu rozpoznawczego wykreśla się współśrodkowe okręgi o promieniach przyjętych odpowiednio dla różnych kategorii zasobów. Są one ustalone albo na podstawie doświadczeń w rozpoznawaniu wcześniej badanych złóż, albo proporcjonalnie do zasięgu autokorelacji parametrów złoża (zasięgu semiwariogramu). W przypadku blisko położonych punktów rozpoznawczych uzyskuje się linię konturu zasobów w postaci obwiedni okręgów w poszczególnych kategoriach o przebiegu falistym (rys. 4.22). Sposób ten zalecany jest przez służbę geologiczną Stanów Zjednoczonych A. P. (USGS) np. dla dokumentowania zasobów złóż węgla i przez Międzynarodową Agencję Energii Atomowej (IAEA) do dokumentowania zasobów złóż uranu.

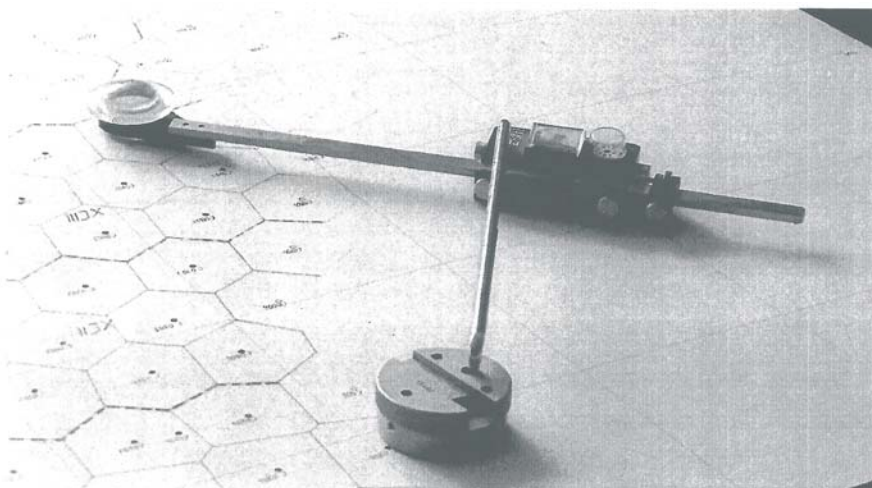


Rys. 4.22. Granice zasobów wyznaczone metodą okręgów
1 – zasoby „zbadane” (A+B), 2 – zasoby „wykazane” (C₁)

Na mapach zasobów, dla lepszej ich czytelności, poszczególne kategorie i grupy zasobów wyróżnia się barwami. Stosuje się cztery kolory: czerwony dla kategorii A, niebieski dla B, zielony dla C₁ i żółty dla C₂. Brązowym można oznaczać zasoby prognostyczne. Zasoby bilansowe zaznacza się obwodząc obszar ich występowania w poszczególnych blokach złoża (parcelach) pasem w kolorze dobranym odpowiednio do kategorii rozpoznania, natomiast pozabilansowe przez pokrycie całej powierzchni odpowiednim kolorem (rys. 5.16). Kolorem fioletowym na całej powierzchni oznacza się zasoby stracone (straty).

4.4.3. Pomiary powierzchni

Pomiary powierzchni pól obliczeniowych można przeprowadzić bezpośrednio na mapie bądź za pomocą planimetru (rys. 4.23), bądź paletki. Sposób posługiwania się planimetrem

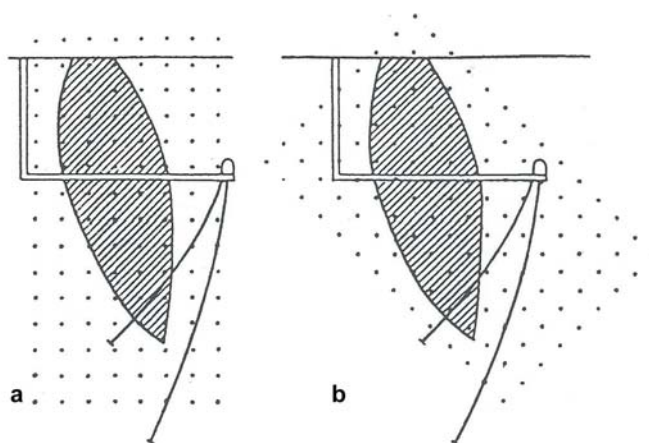


Rys. 4.23. Pomiar powierzchni planimetrem

podają podręczniki miernictwa i instrukcje dołączone do każdego urządzenia. Pomiar przeprowadza się co najmniej dwukrotnie. Jeśli różnica wyników nie przekracza 5%, przyjmuje się ich średnią arytmetyczną. Jeśli jest większa, pomiar należy powtórzyć.

Dokładność obliczenia zasobów zależy w większym stopniu od wiarygodności wyznaczenia konturów niż dokładności samego pomiaru. Dlatego też przy obliczaniu zasobów, zwłaszcza w niższych kategoriach rozpoznania, gdy kontury złoża są wyznaczane na zasadzie interpolacji czy ekstrapolacji, zupełnie zadawalające wyniki uzyskuje się obliczając powierzchnie metodami uproszczonymi: paletki lub siatki linearnej.

Paletkę tworzą punkty naniesione w węzłach sieci kwadratowej na kalce technicznej lub przezrzystej folii. Odstępy między punktami paletki przyjmuje się od 0,5 cm, gdy mierzymy małe powierzchnie, do 1 cm, gdy mierzymy duże. Paletkę nakłada się na mierzoną na mapie powierzchnię (rys. 4.24) i oblicza liczbę punktów, która znajdzie się w obrębie konturu.



Rys. 4.24. Pomiar powierzchni paletką w dwóch położeniach (a i b)

Spośród punktów znajdujących się na konturze, bierze się połowę. Każdemu punktowi paletki można przypisać powierzchnię a^2 , określoną odstępem między punktami (a), mierzonym w skali mapy. Mnożąc powierzchnię przypisaną punktowi przez liczbę punktów otrzymujemy poszukiwaną powierzchnię:

$$F = n \cdot a^2 \quad (4.16)$$

gdzie: n – liczba zliczonych punktów.

Pomiar przeprowadza się 2–4 razy, zmieniając za każdym razem orientację paletki. Za wynik ostateczny przyjmuje się średnią arytmetyczną z wykonanych pomiarów, których wyniki nie powinny się różnić więcej niż o 3–5%. Metoda ta dokładnością nie ustępuje planimetrycznej i nadaje się zwłaszcza do pomiaru dużych powierzchni.

Taki sposób pomiaru powierzchni stosowany jest w wielu komputerowych oprogramowaniach obliczania zasobów, w których każdy węzeł siatki reprezentuje miniblok złoża (metoda minibloków, zob. rozdz. 5.3).

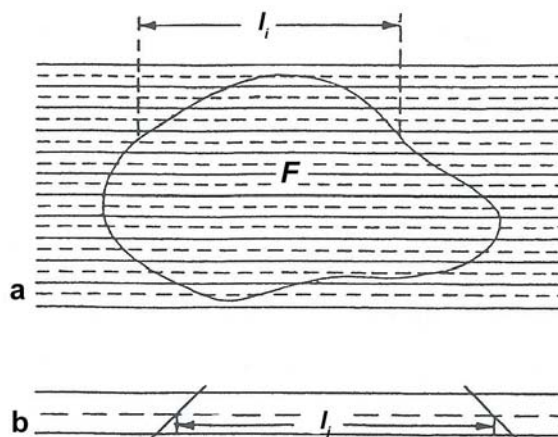
Pomiar za pomocą siatki linearnej (rys. 4.25) polega na pomiarze długości linii równoległych odległych od siebie o stały dystans (d):

$$F = \frac{M}{100} h \sum_{i=1}^n l_i \quad [\text{m}^2]$$

gdzie: h – stały odstęp między liniami,

l_i – długość segmentu siatki w granicach złoża w środku między liniami równoległymi,

M – mianownik skali mapy.

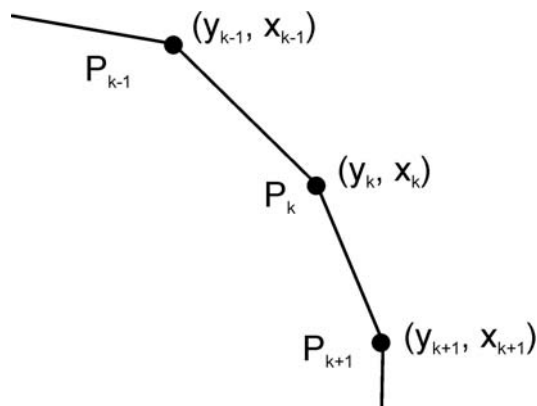


Rys. 4.25. Pomiar powierzchni siatką linearną
a – siatka linearna, b – pomiar długości segmentów siatki l_i

Odległości między liniami powinny wynosić 0,5 – 1 cm. Pola skrajne oblicza się stosując wzór na pole trójkąta. Pomiar przeprowadza się 2–3 razy zmieniając orientację linii. Przy starannym i dokładnym wykonaniu pomiarów różnica uzyskanego wyniku w stosunku do pomiaru planimetrem nie przekracza 1–2%.

Powierzchnie bloków w formie trójkąta lub prostokąta – lub dające się podzielić na takie figury – można obliczyć zwykłymi metodami geometrycznymi. Zaleca się jedynie, aby wymiary takich figur na mapie były nie mniejsze niż 4–5 cm, gdyż dokładność pomiaru powierzchni maleje wraz ze zmniejszaniem się jej wymiarów.

Pole powierzchni ograniczonej odcinkami prostoliniowymi najdokładniej określa się metodami analitycznymi na podstawie współrzędnych punktów konturu (x, y) (rys. 4.26). Stosuje się wzory Gaussa i L'Huiliera:



Rys. 4.26. Obliczanie powierzchni na podstawie współrzędnych punktów konturu

$$F = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^n x_k (y_{k+1} - y_{k-1})$$

$$F = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^n y_k (x_{k-1} - x_{k+1})$$

gdzie: x, y – współrzędne punktów konturu,
 $k-1, k, k+1$ – numery porządkowe tych punktów,
 n – liczba punktów konturujących.

Ten sposób obliczenia powierzchni stosuje się w przypadku obliczeń przy zastosowaniu elektronicznych maszyn cyfrowych.

W przypadku krzywoliniowych konturów bloków, obliczanie ich powierzchni komplikuje się, gdyż konieczne jest zastąpienie linii krzywych ciągiem odcinków prostoliniowych. Przy dostatecznie dużej liczbie takich odcinków, błąd wynikający z takiej geometryzacji linii krzywej może być niewielki i akceptowany.

W przypadku obliczania powierzchni przy wykorzystaniu techniki komputerowej zawsze należy podać informacje o zastosowanej metodzie jej określania. Jest to niezbędne, gdyż od zastosowanego sposobu geometryzacji obszaru, którego powierzchnia jest obliczana zależy dokładność uzyskanego wyniku.

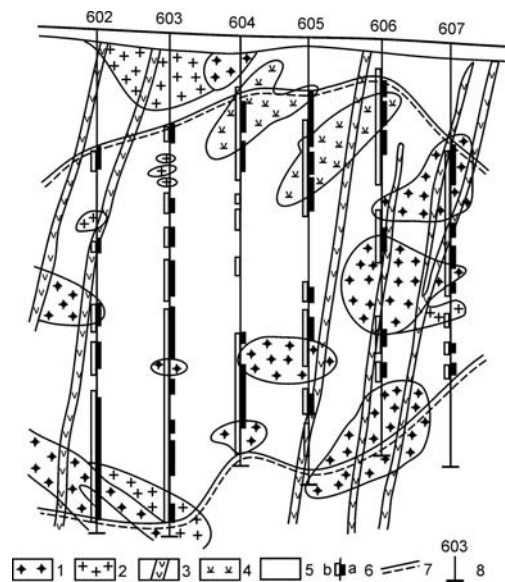
4.5. Współczynniki zasobności (rudoności)

W wielu złożach, odznaczających się dużą zmiennością i gniazdowym występowaniem kopaliny okonturowanie złoża, zwłaszcza w początkowych etapach rozpoznania, nastęrcza poważne trudności, natomiast często łatwo można wyznaczyć obszar występowania zespołu

skał, w których takie gniazdowe skupienia występują. W złożach rud mogą to być utwory szczególnie podatne dla mineralizacji (np. wkładki wapieni lub dolomitów, strefy skał zbrekcjonowanych) lub wtórnie zmienione (np. zsylikowane, zsercytyzowane itp.). W przypadkach takich dla oszacowania zasobów można stosować współczynnik rudności określający udział partii rudnych w całym kompleksie skalnym, w którym mineralizacja może występować. Zazwyczaj posługujemy się liniowym współczynnikiem rudności, najłatwiejszym do określenia, zwłaszcza gdy dysponujemy rozpoznaniem wiertniczym (rys. 4.27). Wynosi on:

$$K_{rl} = \frac{\sum_{j=1}^k \sum_{i=1}^{n_j} m_{ij}}{\sum_{j=1}^k M_j}$$

- gdzie: m – miąższości zmineralizowanych interwałów stwierdzonych w profilach otworów (o wartości składnika użytecznego spełniającej kryteria definiujące złożo),
 M – miąższość całej strefy rudności, w której mineralizacja może występować,
 n – liczba interwałów stwierdzonych w otworze,
 k – liczba otworów.



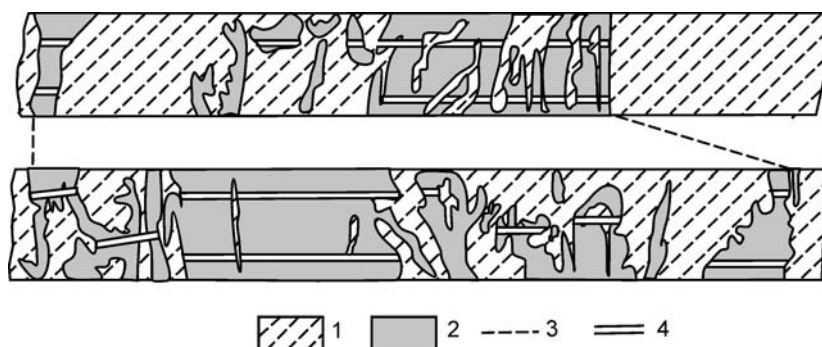
Rys. 4.27. Charakterystyka złoża za pomocą wskaźnika zasobności (rudności). Złożo rud Mo (Kogan 1974)
 1 – sjenity, 2 – dioryty, 3 – albitofiry, 4 – skały okwarcowane, 5 – granity, 6 – strefy rudne a – o zawartości wyższej od średniej bilansowej, b – o zawartości wyższej od przyjętej brzeżnej, 7 – granice strefy złożowej, 8 – otwory wiertnicze

Współczynnik rudoności obliczony z tego wzoru niekiedy może być obarczony poważnym błędem, ponieważ nie jesteśmy w stanie określić poziomego rozprzestrzenienia poszczególnych gniazd rudnych.

Dysponując rozpoznaniem górnictwem możemy określić powierzchniowy współczynnik rudoności na podstawie wyników profilowania wyrobisk (rys. 4.28):

$$K_{rp} = \frac{\sum_{j=1}^k \sum_{i=1}^{n_j} F_{ij}}{\sum_{j=1}^k l_j h_j}$$

gdzie: F_{ij} – powierzchnie poszczególnych gniazd rudnych mierzone na profilach ociosów,
 l – długość strefy mineralizowanej wzdłuż wyrobiska,
 h – wysokość wyrobiska,
 k – liczba wyrobisk przecinających strefę zmineralizowaną,
 n – liczba gniazd rudnych.



Rys. 4.28. Powierzchniowy współczynnik rudoności określany na podstawie profili wyrobisk górniczych
 1 – skały płonne, 2 – ciała rudne, 3 – granice strefy złożowej, 4 – próbki bruzdowe

Najdokładniej współczynnik rudoności wyznacza się ze stosunku objętości gniazd rudnych do objętości strefy rudonośnej. Jednak sposób ten można zastosować jedynie dla części złoża objętych już eksploatacją. Na podstawie jej wyników ustala się stosunek objętości wyeksploatowanych gniazd rudnych do objętości strefy rudonośnej rozciętej wyrobiskami. Porównując uzyskaną wartość k_r z wcześniej obliczonym liniowym lub powierzchniowym współczynnikiem rudoności, łatwo można ustalić ich stosunek i wprowadzić odpowiednią korektę do wcześniej obliczonych wartości k_{rp} lub k_r .

Zasoby złoża charakteryzowanego za pomocą współczynnika rudoności wynoszą:

$$Q = k_r \bar{M}_s F \gamma_o$$

gdzie: \bar{M}_s – miąższość całej strefy rudonośnej,
 F – powierzchnia jej rozprzestrzenienia,
 γ_o – gęstość przestrzenna skał w całej strefie.

Przy obliczaniu współczynnika rudonośności należy zwracać uwagę na rozmiary stref zmineralizowanych. Pomija się te, które są zbyt małe, aby mogły być przedmiotem eksploatacji. Jednocześnie włącza się w obręb wydzielanych stref rudnych przerosty płonne, których eksploatacja selektywna jest niemożliwa. Ich wymiary zależą od przewidywanego sposobu eksploatacji.

4.6. Współczynniki skrasowienia i zuskokowania

W złożach utworzonych przez skały węglanowe często napotyka się zjawiska krasowe. Mogą to być puste kawerny o znacznych rozmiarach, jaskinie albo kieszenie i jamy krasowe wypełnione całkowicie lub częściowo materiałem pochodzącym ze zniszczenia skał otaczających lub naniesionym. Stopień skrasowienia można ocenić w sposób analogiczny jak rudonośność, a zasoby złoża obliczyć ze wzoru:

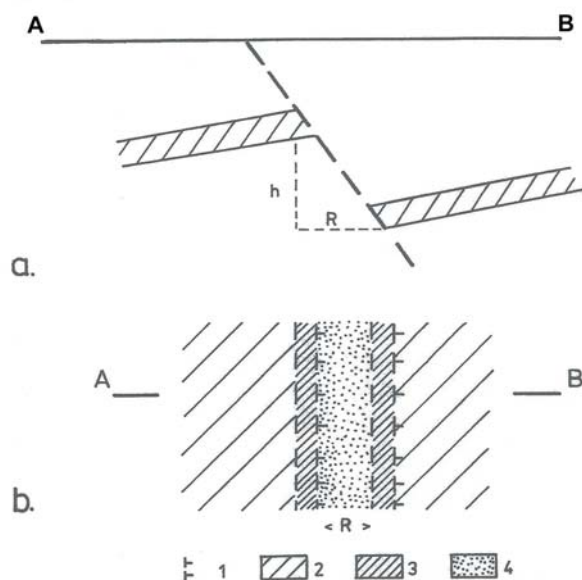
$$Q = (1 - k_{sk}) \cdot m_z \cdot F \cdot \gamma_o$$

gdzie: k_{sk} – współczynnik krasowienia,
 F – powierzchnia złoża,
 m_z – miąższość złoża łącznie z utworami krasowymi,
 γ_o – gęstość przestrzenna kopaliny.

W przypadku, gdy utwory krasowe występują w stropie złoża, pomijamy je przy ocenie miąższości, zaliczając je do nadkładu. Często krasem są objęte tylko niektóre części złoża, przede wszystkim przypowierzchniowe i strefy zaburzeń tektonicznych. Dlatego należy osobno obliczać współczynniki skrasowienia i zasoby dla poszczególnych części złoża różniących się stopniem skrasowienia.

Przy ocenie krasowienia na podstawie profili otworów wiertniczych należy zwracać uwagę na rozróżnienie stref krasowienia i uskokowych, gdyż w obu przypadkach mogą być one reprezentowane przez takie same utwory (zob. rozdz. 6.4.4. w części II).

Obecność w złożu uskoków normalnych o płaszczyznach uskokowych nachylonych powoduje występowanie w jego granicach stref bezzłożowych. Powodem tego jest rozsuniecie złoża w skrzydłach uskoków. Szerokość tych stref zależy od kąta nachylenia uskoku i wielkości rzutu (rys. 4.29). Ich obecność powinna być uwzględniana w obliczaniu zasobów przez wyznaczenie granic bloków obliczeniowych na krawędzi przecięcia uskoków ze złożem.



Rys. 4.29. Obszar bezzłożowy w strefie uskokowej

a – przekrój, b – mapa; 1 – krawędzie uskoku na mapie (linia przecięcia uskoku z pokładem), 2 – pokład, 3 – obszar zmian (zmniejszenia) miąższości złoża w strefie przy uskokowej, 4 – strefa uskokowa bezzłożowa (na mapie)

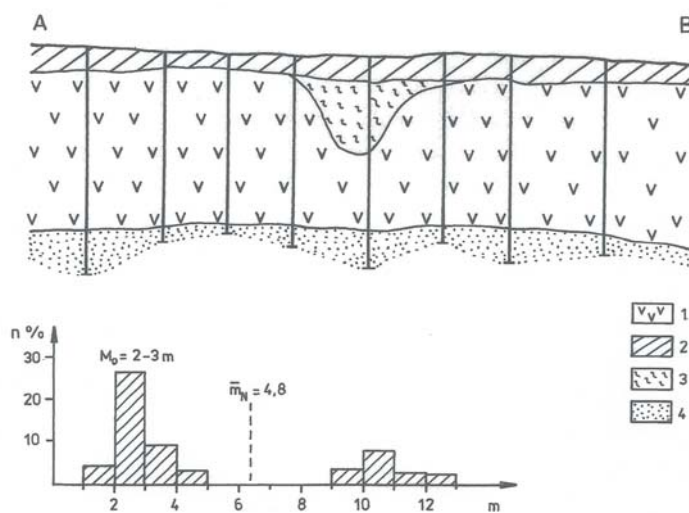
4.7. Sposób przedstawiania informacji o parametrach złoża i jej wykorzystanie w szacowaniu zasobów

Przy wykorzystywaniu danych o parametrach złoża w szczególności do szacowania jego zasobów należy zwracać uwagę na ich zróżnicowanie w granicach złoża. Charakterystykę tego zróżnicowania zwykle przedstawia się przez podanie zakresu ich zmienności i średniej arytmetycznej. Informacja taka jest myląca, gdy budowa złoża jest niejednorodna i wydzielić w nim można pewne części różniące się parametrami. Jest też myląca, gdy rozkład wartości rozpatrywanego parametru jest niesymetryczny. Wówczas wartości znacznie różniące się od najczęściej spotykanych powodują zawyżenie średniej arytmetycznej. W związku z tym należy zawsze:

- jeśli liczba danych na to pozwala przedstawić zróżnicowanie wartości parametru za pomocą histogramu,
- sprawdzić, czy w granicach złoża można wydzielić jego części różniące się w sposób zdecydowany wartościami parametrów, których zasoby powinny być obliczane odrębnie,
- podać zakres zmienności, przedział wartości najczęstszych i średnią arytmetyczną, lub w przypadku rozkładów wyraźnie asymetrycznych (skośnych) wartość mediany.

4. Pomiar parametrów złożowych

W złożach skrasowiałych skał węglanowych, gipsowych, utwory wypełniające kotły krasowe, zaliczane do nadkładu, powodują lokalnie wzrost jego miąższości. Przy niewielkiej miąższości nadkładu na pozostałym obszarze mogą powodować, że podawany zakres jego zmienności nie charakteryzuje w sposób właściwy jego zróżnicowania, a średnia arytmetyczna jego miąższość będzie znacznie wyższa od przeciętnie spotykanej (rys. 4.30). Niezbędne jest także podanie informacji o najczęściej spotykanej miąższości nadkładu.



Rys. 4.30. Interpretacja danych o parametrach złoża. Miąższość nadkładu złoża gipsu. Przykładowy przekrój i histogram miąższości nadkładu
 Na przekroju: 1 – gipsy, 2 – nadkład (iły, piaski), 3 – utwory krasowe, 4 – utwory podłożowe; M_o – wartości najczęstsze, \bar{m}_N – średnia arytmetyczna



METODY OBLICZANIA ZASOBÓW

5.1. Zasady ogólne

Sposób obliczania zasobów zależy od trzech czynników:

- a) budowy złoża,
- b) liczby danych o parametrach złoża i rozmieszczenia miejsc ich pomiaru,
- c) znanego lub zakładanego modelu zmienności parametrów złoża.

Budowa złoża ma istotne znaczenie dla wyboru sposobu realizacji obliczeń, a właściwe jej przedstawienie ma istotne znaczenie dla poprawnego oszacowania zasobów.

Jeśli złożo jest dobrze rozpoznane i istnieje dostateczna liczba danych o jego parametrach (co najmniej 30), które umożliwiają opis struktury ich zmienności za pomocą semiwariogramu (zob. aneks), wówczas właściwe jest obliczenie zasobów za pomocą krigingu blokowego lub poligonowego. Metody te można stosować do szacowania zasobów złóż rozpoznanych za pomocą wielu wierceń, lub gdy danych o złożu dostarczają wyniki opróbowania wyrobisk górniczych. Stosowane są zatem w zaawansowanych etapach rozpoznania złoża. Warunkiem nieodzownym jest jednak występowanie w zmienności parametrów złoża, w szczególności jego zasobności, wyraźnie zaznaczonego składnika nielosowego.

W przypadku, gdy:

- a) zmienność parametrów złoża ma charakter losowy, lub gdy składnik losowy zmienności jest dominujący,
- b) niemożliwe jest określenie struktury zmienności parametrów złoża z powodu małej liczby danych,

zasoby oblicza się metodami uproszczonymi, określanymi także jako tradycyjne, gdyż stosowane były przed wprowadzeniem technik komputerowych, bez których stosowanie krigingu jest praktycznie niemożliwe (z względu na ogromną pracochłonność obliczeń). Metody „uproszczone” stosowane są przede wszystkim w początkowych stadiach rozpoznawania złóż i do obliczania zasobów małych złóż. Możliwe jest ich stosowanie bez wspomagania techniki komputerowej, ale jej wykorzystanie jest zalecane, gdy do obliczenia zasobów wykorzystuje się dużą liczbę danych.

Sposób stosowania krigingu lub uproszczonych metod obliczania zasobów zależy od budowy złoża.

5.2. Obliczanie zasobów metodą krigingu⁷

5.2.1. Podstawy metody

Metoda krigingu opiera się na założeniu, że parametry złoża są zmiennymi zregionalizowanymi, to znaczy ich zróżnicowanie zależy od położenia miejsca ich pomiaru w granicach złoża i w ich zmienności można wyróżnić składnik nielosowy i losowy, a strukturę zmienności można opisać za pomocą semiwariogramu:

$$\gamma(d) = \frac{1}{2N_d} \sum_{i=1}^{N_d} (u_i - u_{i+d})^2 \quad (5.1)$$

gdzie: N_d – liczba par obserwacji,
 u_i, u_{i+d} – odpowiednio wartości parametru w punktach „i” oraz odległych od nich o dystans d („i+d”).

Sposób obliczania semiwariogramu przedstawiony jest w aneksie. W obliczeniach zasobów posługujemy się semiwariogramem teoretycznym (modelem) aproksymującym semiwariogram empiryczny (rys. 5.1). Najczęściej spotykane semiwariogramy można aproksymować za pomocą modelu sferycznego:

$$\gamma_d = c_0 + \left(\frac{3d}{2a} - \frac{d^3}{2a^3} \right) \quad \text{dla } d < a \quad (5.2a)$$

$$\gamma_d = c_0 + c \quad \text{dla } d > a \quad (5.2b)$$

lub liniowego:

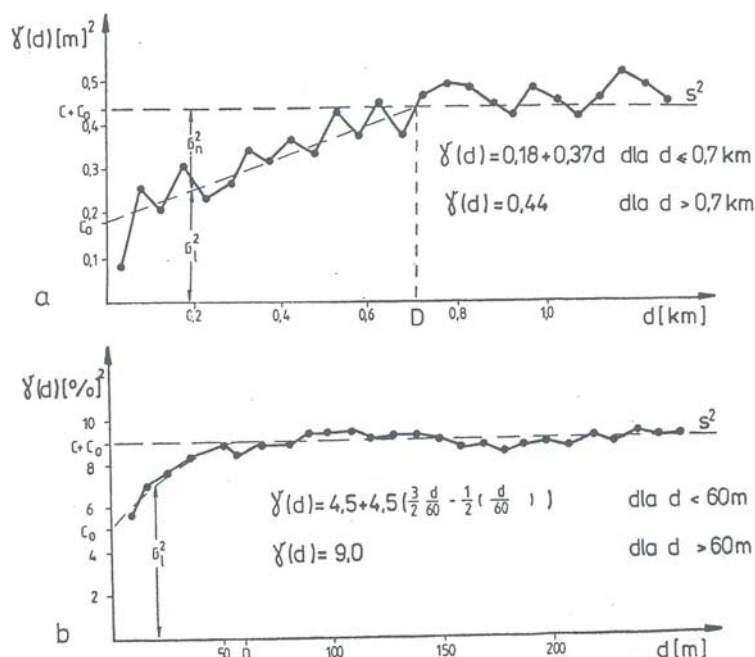
$$\gamma_d = c_0 + bd \quad \text{dla } d < a \quad (5.3a)$$

$$\gamma_d = c_0 + c = s^2 \quad \text{dla } d > a \quad (5.3b)$$

gdzie: c_0, c i a – parametry semiwariogramu,
 c_0 – parametr zmienności lokalnej,
 c – parametr charakteryzujący stopień ciągłości zmian parametru złożowego oraz siłę jego autokorelacji,

⁷ Od nazwiska profesora Krige z uniwersytetu w Johannesburgu, prekursora geostatystyki.

- a – zasięg semiwariogramu – zasięg autokorelacji rozpatrywanego parametru złożowego,
- b – współczynnik kierunkowy prostej opisującej semiwariogram empiryczny.



Rys. 5.1. Przykładowe semiwariogramy empiryczne i opisujące je modele
 a – miąższość pokładu węgla kamiennego. Kop. Sośnica pokład 358/1. Model liniowy, b – zawartość cynku
 w złożu rud Zn-Pb Pomorzany, Model sferyczny; σ_l^2 , σ_n^2 – składniki zmienności (wariancje) losowej
 i nielosowej

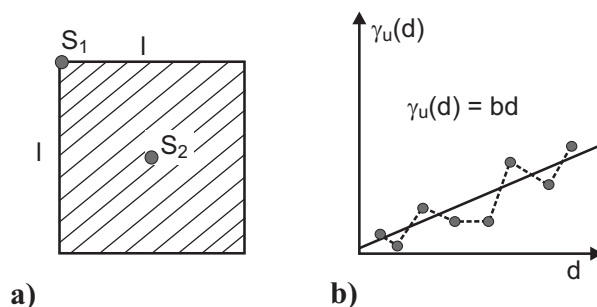
Kriging jest procedurą szacowania wartości parametrów geologicznych przy wykorzystaniu informacji o strukturze ich zmienności opisywanej za pomocą semiwariogramów. Uwzględnia się w tej procedurze wzajemne położenia obserwacji względem siebie i względem punktu lub bloku, w którym dokonuje się oszacowania (prognozy) wartości parametrów (rys. 5.2).

Kriging umożliwia też ocenę wielkości błędów szacowania parametrów w poszczególnych punktach złoża lub częściach złoża (blokach) o dowolnych rozmiarach i geometrii.

W krigingu, nieznaną wartość parametru w punkcie złoża (kriging punktowy) lub średnią wartość w wydzielonej części złoża (kriging blokowy lub poligonowy) albo w całym złożu ustalana jest jako średnia ważona:

$$u_K^* = \sum_{i=1}^N w_{Ki} \cdot u_i \quad (5.4)$$

gdzie: u_i – wartość parametru w i -tym punkcie rozpoznawczym,
 w_{Ki} – współczynniki wagowe krigingu,
 N – liczba próbek uwzględnionych w procedurze krigingu.



Rys. 5.2. Zasada określania metodą krigingu średnich wartości parametrów złoża w bloku. Blok rozpoznany dwoma otworami
a – oceniany blok, S_1, S_2 – otwory wiertnicze lub miejsca oprobrowania, b – semiwariogram empiryczny i jego model teoretyczny

Istota procedury krigingu zawiera się w sposobie wyznaczania współczynników wagowych. Ustala się je w sposób gwarantujący:

- nieobciążoność estymatora wartości średniej u_K^* parametru złożowego, to znaczy niewystępowanie błędu systematycznego w jej ocenie (oczekiwana różnica wartości szacowanej i rzeczywistej: $E|u_K^* - u_{rz}| = 0$,
- maksymalną efektywność tego estymatora, czyli minimalizację wielkości wariancji błędu oceny u_K^* , to znaczy $E(u_K^* - u_{rz})^2 = \min$.

Współczynniki wagowe krigingu (w_{Ki}) wyznacza się z układu równań krigingu (zob. Aneks).

Wyznaczenie współczynników wagowych pozwala na oszacowanie średniej wartości parametru złożowego ze wzoru (5.4) oraz na ocenę wielkości wariancji błędu oszacowania tej średniej wartości parametru ze wzoru:

$$\sigma_K^2 = \sum_{i=1}^N w_{Ki} \cdot \bar{\gamma}(S_i, A) + \lambda - \bar{\gamma}(A, A) \quad (5.5)$$

lub ze wzoru równoważnego:

$$\sigma_K^2 = 2 \cdot \sum_{i=1}^N w_{Ki} \cdot \bar{\gamma}(S_i, A) + \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N w_i w_j \cdot \bar{\gamma}(S_i, S_j) - \bar{\gamma}(A, A) \quad (5.6)$$

gdzie: N – liczba obserwacji uwzględnionych w procedurze krigingu,

- w_{ki} – współczynnik wagowy przypisany w procedurze krigingu i -tej obserwacji,
 $\bar{\gamma}(S_i, A)$ – wartość średnia semiwariogramu dla odległości między próbką (S_i) i blokiem obliczeniowym (A) (lub punktem interpolacji),
 $\gamma(S_i, S_j)$ – wartość semiwariogramu dla odległości między próbką (S_i) i (S_j),
 $\bar{\gamma}(A, A)$ – wartość średnia semiwariogramu w obrębie bloku A (dla interpolacji punktowej ten element wzoru jest równy zero).

Kriging jest zatem metodą oceny średnich wartości parametru zróżnicowanego w przestrzeni (zregionalizowanego), przy uwzględnieniu współzależności między obserwacjami, wyrażającej się ich autokorelacją. Zapewnia on ocenę tej średniej z minimalnym błędem, a więc cechuje się w porównaniu z innymi metodami najwyższą efektywnością.

5.2.2. Warunki stosowania krigingu

Warunki nieodzowne dla stosowania krigingu stanowią:

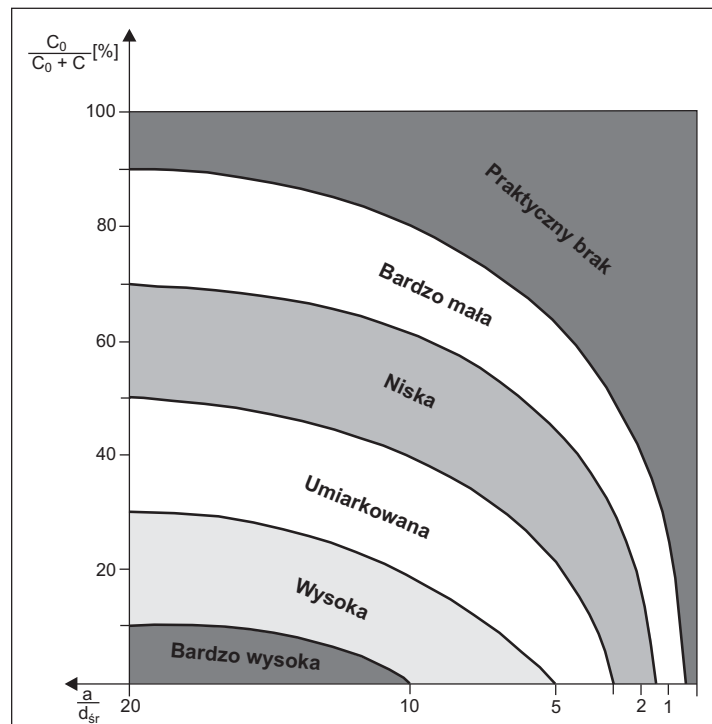
- 1) stwierdzenie złoża w co najmniej 30 punktach rozpoznawczych,
- 2) wyraźnie zaznaczony nielosowy składnik zmienności parametrów złoża, w szczególności jego zasobności,
- 3) właściwy dobór modelu semiwariogramu dla opisu semiwariogramu empirycznego (zalecany jest dobór wizualny, gdyż przypadkowe wartości empiryczne mogą spowodować znaczne zniekształcenie modelu określanego metodą najmniejszych kwadratów).

Bardzo ważny jest właściwy dobór modelu semiwariogramu i określenie jego parametrów (c_0, c, a), gdyż decyduje to o poprawności wyliczania wag krigingu i w konsekwencji zasobów. Stosowanie krigingu na zasadzie „czarnej skrzynki”, co umożliwiają komercyjne oprogramowania komputerowe, może prowadzić do mało wiarygodnych oszacowań zasobów. Jeśli nie są spełnione podane wyżej warunki, stosowanie krigingu jest błędem. Gdy zastosowanie krigingu nie jest możliwe, do obliczania zasobów powinny być stosowane metody uproszczone (zob. rozdz. 5.4).

Efektywność krigingu w szacowaniu zasobów zależy od stosunku losowej zmienności lokalnej (wyrażanej przez wartość c_0 na semiwariogramie) do zmienności całkowitej wyrażonej przez wariancję parametru złożowego ($s^2 = c_0 + c$) i zasięgu semiwariogramu (zasięgu autokorelacji a , rys. 5.3). Gdy stosunek $c_0/(c_0 + c)$ jest wysoki ponad 70% stosowanie krigingu do szacowania zasobów jest niecelowe, gdyż jego wynik może być obciążony dużym błędem, zwłaszcza gdy rozstęp punktów rozpoznawczych jest większy niż 1/3 zasięgu semiwariogramu (zasięgu autokorelacji). Właściwe jest wówczas stosowanie do obliczania zasobów przedstawionych niżej metod uproszczonych (rozdz. 5.4).

5.2.3. Kriging blokowy i poligonowy

Kriging umożliwia bezpośrednie obliczenie zasobów dowolnego bloku jako iloczyn jego powierzchni i średniej zasobności określonej w jego granicach. Średnią tę oblicza się jako



Rys. 5.3. Efektywność stosowania kriginu do szacowania zasobów (Mucha, Wasilewska-Błaszczuk 2011)
 $C_0/(C_0+C)$ udział zmienności losowej w całkowitej zmienności parametru, a – zasięg semiwariogramu,
 d_{sr} – średni rozstaw punktów rozpoznawczych

ważoną na podstawie danych z punktów rozpoznawczych znajdujących się w granicach tego bloku i w jego otoczeniu w odległości mniejszej od zasięgu autokorelacji obserwacji (zasięgu semiwariogramu). Przypisane im wagi wyliczane są z równań kriginu odrębnie dla każdego bloku. Zasoby bloku wynoszą:

$$Q_K = \bar{q}_K^* \cdot F = F \sum_{i=1}^N w_{Ki} \cdot q_i \quad (5.7)$$

gdzie: \bar{q}_K^* – oszacowana metodą kriginu średnia ważona zasobność złoża w bloku o powierzchni F ,
 q_i – wartości zasobności w N punktach znajdujących się w rozpatrywanym bloku i w jego otoczeniu, w różnej od niego odległości,
 w_{Ki} – wagi przypisane poszczególnym obserwacjom spełniające warunek:

$$\sum_{i=1}^N w_i = 1 \quad (5.8)$$

Wartości wag w_j zależą od wielkości obszaru, dla którego dokonuje się oszacowania średniej wartości parametru, od odległości d między punktami rozpoznawczymi S_i , w których określono zasobność złoża oraz od współzależności (autokorelacji) między obserwacjami określonej przez model semiwariogramu.

Szacowana wielkość zasobów jest zmienną losową. Przy innym układzie punktów rozpoznawczych otrzymać można inną jej wartość. Można jednak określić możliwy maksymalny błąd oszacowania zasobów:

$$\varepsilon_Q = \sqrt{\sigma_{QK}^2} \quad (5.9)$$

gdzie: σ_{QK}^2 – wariancja krigingu obliczona wzorem (5.5) lub (5.6).

Błąd względny wynosi:

$$\varepsilon_{Qw} = \frac{\sqrt{\sigma_{QK}^2}}{Q} 100\% \quad (5.10)$$

Wynik krigingu można uznać za losowy i przyjąć, że szacowaną wartość z_k^* cechuje rozkład normalny. Wówczas z prawdopodobieństwem $P = 0,95$, z wystarczającą w praktyce dokładnością można przyjąć, że dla $P = 0,95$ przedział ufności dla nieznannej rzeczywistej wartości średniej parametru wyznaczają podwojone wartości błędu standardowego krigingu: $[-2\sigma_K, +2\sigma_K]$.

Zastosowanie krigingu w szacowaniu sprowadza się do oceny średnich wartości parametrów złoża: miąższości (m_k), zawartości składnika użytecznego (p_k) lub średniej zasobności (q_k). Zasoby w ocenianym bloku wynoszą:

$$Q_{blk} = 0,01m_k \cdot p_k \gamma_o F \quad (5.11)$$

lub:

$$Q_{blk} = q_k F \quad (5.12)$$

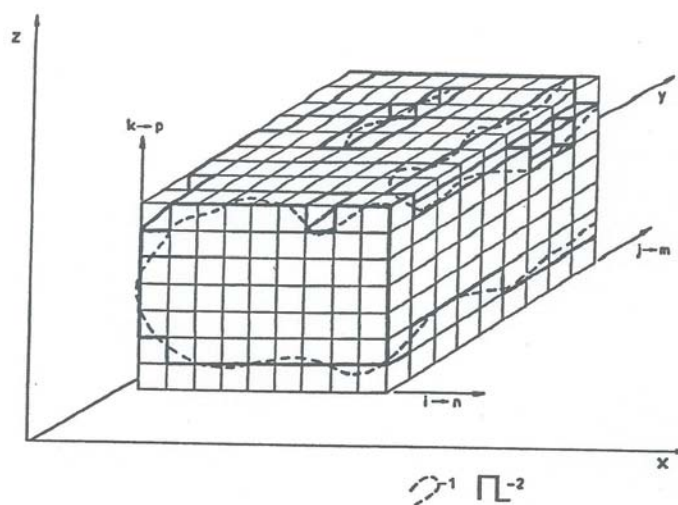
Zasoby złoża lub dowolnej wydzielonej jego części stanowi suma zasobów odpowiednich bloków.

Podział złoża na bloki obliczeniowe (parcele) może być przeprowadzony według różnych kryteriów. W związku z tym wyróżniane bywają dwa sposoby obliczania zasobów metodą krigingu:

- blokowy, gdy jest to podział geometryczny na bloki o jednakowych wymiarach, zwykle kwadratowe lub sześciennie,

- poligonowy, gdy są to bloki nieregularne wyznaczone na podstawie podziału złoża na podstawie kryteriów geologicznych lub górniczych, lub przez sposób rozmieszczenia punktów rozpoznawczych (otworów wiertniczych lub punktów opróbowania w wyrobiskach górniczych).

W krigingu blokowym podział na bloki zależy od formy złoża. W złożach o małej miąższości, w zależności od jego ułożenia bloki wyznacza się w rzucie na płaszczyznę poziomą lub pionową. W przypadku złóż dużej miąższości wyznacza się bloki sześciennie w przestrzeni trójwymiarowej (rys. 5.4), w przekrojach pionowych lub poziomych wzajemnie równoległych.



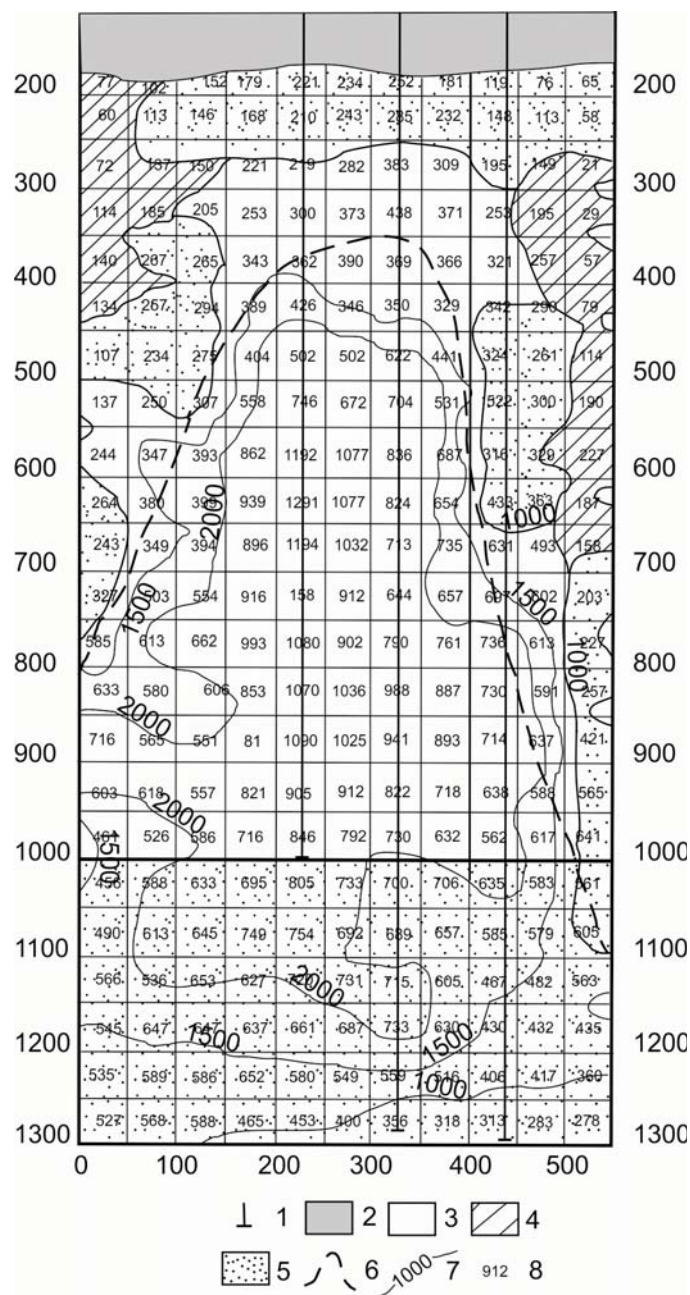
Rys. 5.4. Blokowa geometryzacja złoża
1 – granice złoża, 2 – minibloki

Każdy blok jest zlokalizowany przez współrzędne położenia (x,y,z) . Konsekwencją podziału złoża na bloki jest wyznaczenie granicy obszaru, w obrębie którego obliczane są zasoby w postaci zgeometryzowanej linii łamanej. Za należące do złoża uznaje się te bloki, w których średnia wartość jego parametrów (w szczególności zasobności) spełnia wymagania przyjętych kryteriów definiujących złożo. W tym przypadku granica obliczeniowa zasobów jest odmienna niż granica złoża i nie może być z nią utożsamiana (rys. 5.5).

Dla każdego bloku może być obliczony błąd oszacowania zasobów i stosownie do jego wielkości określona kategoria ich rozpoznania (rys. 5.6).

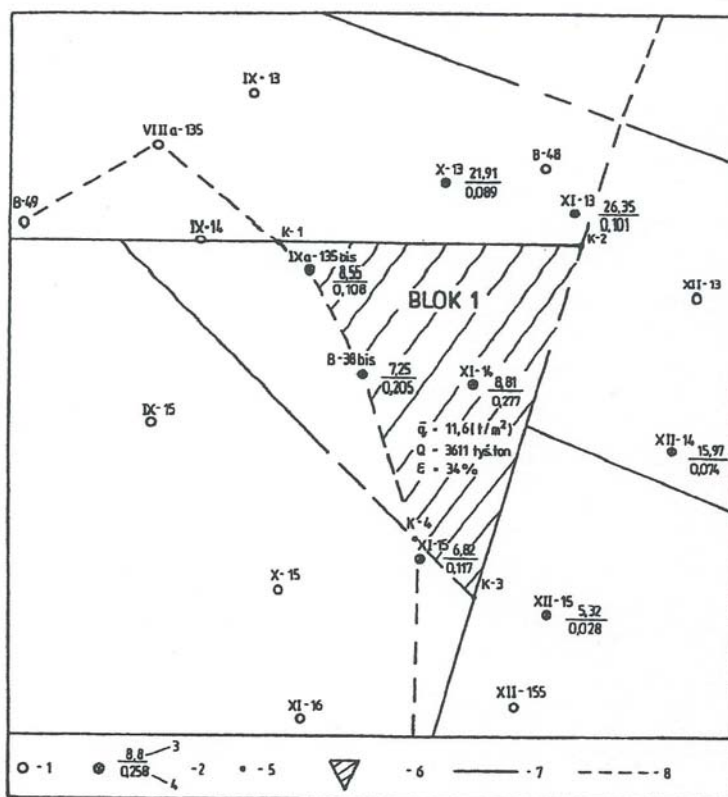
Kriging poligonowy różni się od blokowego tylko tym, że granice parcel obliczeniowych są nieregularne (rys. 5.7). W złożach rozpoznanych otworami wiertniczymi bloki mogą stanowić poszczególne oczka ich sieci. Ocena błędów krigingu pozwala także w tym przypadku na kategoryzację szacowanych zasobów, również w granicach złoża interpolowanych i ekstrapolowanych na zewnątrz od skrajnych pozytywnych otworów rozpoznawczych (rys. 5.8).

5. Metody obliczania zasobów



Rys. 5.5. Kriging blokowy. Oszacowanie średniej zawartości molibdenu w blokach w przekroju przez złożo rud Mo-W-Cu w Myszkowie (Mucha i in. 1994)

1 – otwory wiertnicze, 2 – utwory nadkładu, 3 – zasoby spełniające kryteria geologiczne złoża (bilansowe) rud Mo-W-Cu, 5 – zasoby uznane za pozabilansowe, 6 – granica masywu granitoidowego, 7 – izolinie zawartości ekwiwalentnej molibdenu ($Moe = Mo[g/t] + 1,5W[g/t] + 0,2Cu[g/t]$), 8 – zawartości Mo w blokach oszacowane metodą krigingu



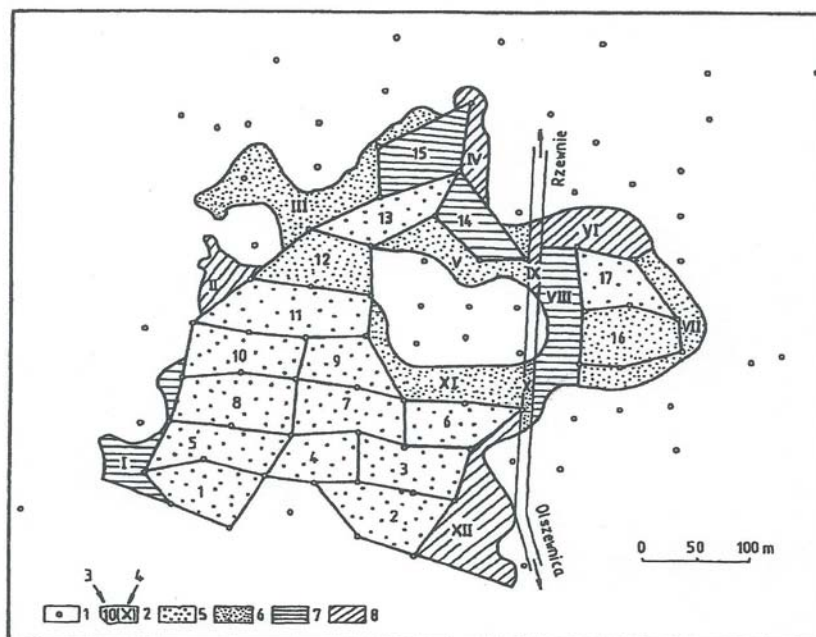
Rys. 5.7. Obliczenie zasobów w bloku nieregularnym. Złoże siarki Basznia (Kokesz, Nieć 1992)

1 – otwory rozpoznawcze, 2 – obserwacje uwzględnione w ocenie zasobów bloku, 3 – zasobność t/m^2 , 4 – waga krigingu, 5 – punkty konturujące blok (na podstawie ich współrzędnych obliczona została powierzchnia bloku), 6 – blok obliczeniowy, 7 – uskoki, 8 – kontur części złoża rozpoznanego w kat. C₁

Obliczenie zasobów metodą krigingu wymaga wykonania ogromnej ilości prac rachunkowych i w związku z tym jest możliwe tylko przy wykorzystaniu techniki komputerowej. Istnieje wiele programów komercyjnych opracowywania danych geologicznych umożliwiających realizację odpowiednich obliczeń. Przy ich stosowaniu należy zawsze sprawdzić:

- czy proponowany sposób stosowania krigingu jest właściwy w odniesieniu do budowy geologicznej złoża, którego zasoby mają być szacowane,
- czy spełnione są warunki dla stosowania krigingu (zmienność parametrów złoża, w szczególności jego zasobności jest nielosowa),
- czy dobrane model teoretyczny semiwariogramu właściwie odwzorowuje dane empiryczne.

Jeśli zasoby są obliczane przy wykorzystaniu krigingu nieodzowną częścią składową dokumentacji obliczeń jest semiwariogram empiryczny i wybrany jego model teoretyczny (przedstawiony w postaci graficznej oraz za pomocą opisującej go formuły).



Rys. 5.8. Obliczenie i kategoryzacja zasobów metodą kriginu poligonowego. Złoże kruszywa żwirowo-piaskowego Rzewnie; granice złoże wyznaczone metodą kriginu

5.3. Obliczanie zasobów metodą minibloków („paletki objętościowej”) i kriginu punktowego

Podstawą tej metody jest przedstawienie bryły złożowej za pomocą zespołu małych bloków o stałych wymiarach przypisanych punktom, w których dokonuje się interpolacji wartości parametrów złoże (rys. 5.9). Zasoby złoże wynoszą wówczas:

$$Q = \delta \cdot a^2 \sum_{i=1}^k m_i \gamma_{oi} \left(\frac{P_i}{100} \right) \quad (5.13)$$

$$Q = \delta \cdot a^2 \sum_{i=1}^k q_i \quad (5.14)$$

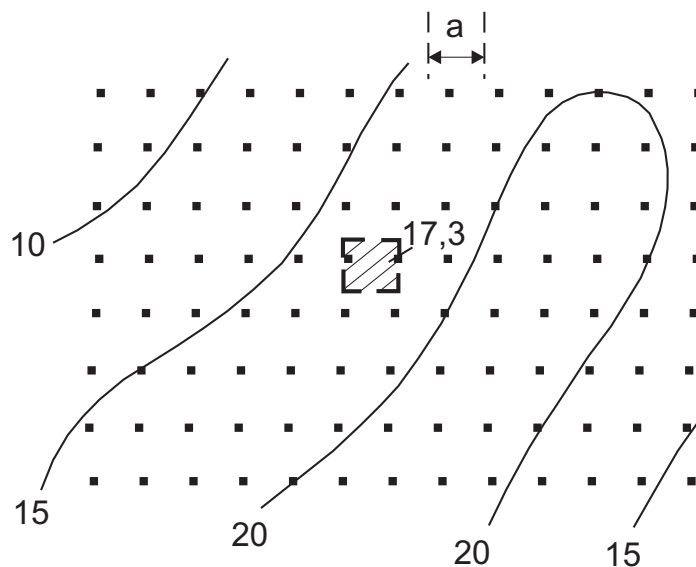
a powierzchnia złoże $F = k \cdot a^2$

gdzie: a – długość boku minibloku,

k – liczba minibloków,

$m_i, \gamma_{oi}, P_i, q_i$ – odpowiednio miąższość, gęstość przestrzenna, zawartość składnika użytecznego, zasobność złoże w granicach minibloku,

- δ – funkcja przynależności minibloku do złoża: $\delta = 1$ dla minibloków w granicach złoża, $\delta = 0$ poza jego granicami.



Rys. 5.9. Zasada obliczania zasobów metodą minibloków

Środki minibloków tworzą regularną sieć punktów, w których wartości $m_i, \gamma_{oi}, p_i, q_i$ są określane przez interpolację. Wartości interpolowane w tych punktach (węzłach interpolacji) obliczane są jako średnie ważone z wartości stwierdzonych w punktach rozpoznawczych w otoczeniu węzła interpolacyjnego (zob. część II). Obliczenie zasobów metodą minibloków w ten sposób przeprowadza się w sposób skomputeryzowany. Wartości interpolowane można też odczytać z wcześniej wykonanej mapy izarytm odpowiedniego parametru (rys. 5.9).

Najprostszymi są algorytmy interpolacyjne oparte na przyjęciu wag jako odwrotności odległości węzła interpolacyjnego od punktu rozpoznawczego lub odwrotności kwadratu odległości

$$u_{\text{int}} = \frac{\sum_{i=1}^n u_i d_i^{-1}}{\sum_{i=1}^n d_i^{-1}} \quad \text{lub} \quad u_{\text{int}} = \frac{\sum_{i=1}^n u_i d_i^{-2}}{\sum_{i=1}^n d_i^{-2}} \quad (5.15)$$

- gdzie: u_{int} – wartość interpolowana parametru,
 u_i – wartości parametru w punktach rozpoznawczych w otoczeniu węzła interpolacji,
 d_i – odległość węzła interpolacyjnego od punktu rozpoznawczego,
 n – liczba punktów rozpoznawczych w otoczeniu węzła interpolacyjnego.

Jeśli znana jest struktura zmienności parametrów złoża opisana za pomocą semiwariogramów, wartości interpolowane określa się metodą krigingu punktowego (zob. aneks). Każda wartość interpolowana określana jest na podstawie danych z punktów rozpoznawczych położonych w otoczeniu węzła interpolacji w wyniku rozwiązywania układu równań krigingu. Obliczenie zasobów metodą minibloków przy zastosowaniu krigingu do interpolacji wartości parametrów złoża ma tę przewagę nad innymi wariantami tej metody, że umożliwia oszacowanie błędów interpolacji, a zatem i zasobów w każdym minibloku. Błąd łącznego oszacowania zasobów w zespole sąsiadujących minibloków powinien być określany w sposób analogiczny jak w kringu blokowym.

W przypadku występowania kilku składników użytecznych, a także szkodliwych, określa się jakość kopaliny i kwalifikuje zasoby minibloku do tego czy innego gatunku kopaliny, których zasoby obliczone są oddzielnie.

Sumując odpowiednie zasoby minibloków otrzymuje się zasoby bloków większych, zasoby poszczególnych pól, pięter i poziomów eksploatacyjnych. Metoda ta umożliwia łatwe przeliczanie zasobów dla dowolnych części złoża w przypadku zmian ich stanu w trakcie eksploatacji.

Metoda minibloków może być także stosowana w przestrzeni trójwymiarowej. Położenie każdego minibloku jest określone przez współrzędne x , y z . Zasoby minibloku wyniosą wówczas:

$$Q_i = 0,01V\gamma_{oi} \quad (5.16)$$

lub jeśli są obliczane zasoby składnika użytecznego:

$$Q_i = 0,01Vp_i\gamma_{oi} \quad (5.17)$$

gdzie: V – objętość minibloku określona na podstawie jego wymiarów (stała),
 γ_{oi} – gęstość przestrzenna kopaliny w danym minibloku,
 p_i – zawartość składnika użytecznego wyinterpolowana dla danego minibloku.

Zasoby całego złoża, składającego się z k minibloków wynoszą:

$$Q = V \sum_{i=1}^k \gamma_{oi} \quad \text{lub} \quad Q = V \sum_{i=1}^k \gamma_{oi} p_i \quad (5.18)$$

jeśli obliczone są zasoby składnika użytecznego.

Zasoby dowolnego większego bloku złoża otrzymuje się drogą sumowania zasobów minibloków, znajdujących się w jego granicach.

5.4. Uprozczone metody obliczania zasobów

5.4.1. Zasady ogólne

W przypadku, gdy dysponuje się danymi z niewielu punktów rozpoznawczych, lub gdy nieznana jest struktura zmienności parametrów złożowych, stosuje się metody uproszczone, zwane też „tradycyjnymi”, gdyż były powszechnie stosowane przed wprowadzeniem krigingu. Obliczenie zasobów tymi metodami jest też możliwe przy wykorzystaniu techniki komputerowej. Nadal są one stosowane w sposób tradycyjny gdy komputeryzacja w niewielkim stopniu usprawnia prace obliczeniowe oraz w przypadku szacowania zasobów złóż małych.

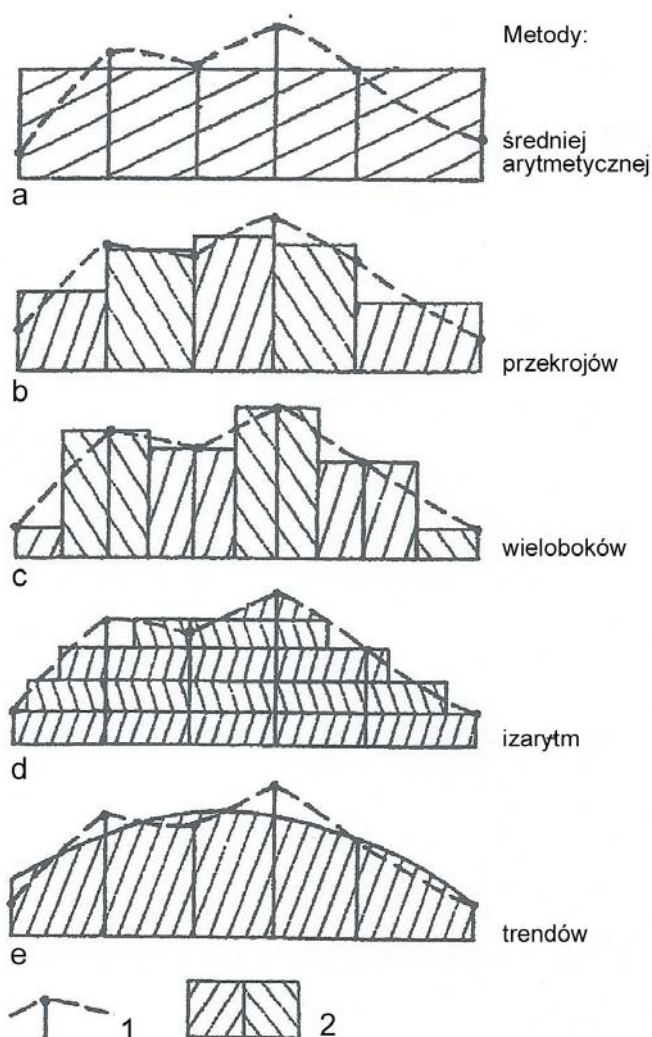
Podstawową cechą tych metod jest geometryzacja złoża. Polega ona na zastąpieniu nieznaną bryłę złożową bryłą o regularnych kształtach geometrycznych (rys. 5.10). Często dzielimy ją przy tym na szereg bloków elementarnych, dających się przedstawić za pomocą regularnych prostych brył, których objętość i masę łatwo można obliczyć zwykłymi metodami geometrycznymi. Zakładamy przy tym, że objętość bryły złożowej V_z jest równoważna objętości bryły zgeometryzowanej V_g . Ponieważ nie znamy rzeczywistego kształtu bryły złożowej, nie możemy ocenić, czy założenie to jest rzeczywiście spełnione, ani też jaka jest dokładność geometryzacji. Należy sobie ten fakt dobrze uzmysłowić, jest on bowiem główną przyczyną znacznych nieraz rozbieżności między zasobami ocenianymi a rzeczywiście stwierdzanymi w trakcie późniejszej eksploatacji. Rozbieżności tych praktycznie uniknąć nie można. Będą one jednak tym mniejsze, im mniejsza jest zmienność złoża i im gęstsza siecią wyrobisk złoże zostało rozpoznane.

Najczęściej stosowane metody geometryzacji przedstawiono na rysunku 5.10. W zależności od stosowanej metody geometryzacji zasoby można obliczyć kilkoma metodami.

W przypadku, gdy parametry złoża m , p , i γ_0 lub q są zmiennymi losowymi, geometryzacja złoża polegająca na jego podziale na szereg brył o prostych formach geometrycznych jest pozbawiona sensu; należy wówczas zmienne wartości parametrów złoża scharakteryzować za pomocą ich wartości średnich. Odpowiada to w pewnym sensie zamianie bryły złożowej na równoważny jej pod względem objętości prostopadłościan o wysokości równej średnim wartościom parametrów (przede wszystkim miąższości – ryc. 5.10a).

W przypadku, gdy występuje obszarowy wyraźny trend zróżnicowania zasobności w granicach złoża, wówczas geometryzację można przeprowadzić określając funkcję trendu opisującą nielosową zmienność parametrów złoża. Zasadę tej geometryzacji wyjaśnia rysunek 5.10e. Całkując funkcję trendu zasobności na obszarze wyznaczonym przez kontur złoża otrzymamy zasoby. Metoda ta jest wyjątkowo stosowana i nie jest dalej omawiana.

Stosowane w praktyce metody obliczania zasobów można podzielić na dwie grupy: **geometryczno-geologiczne i geometryczno-statystyczne**. W grupie pierwszej cały tok obliczeń zasobów nawiązuje do przyjętej koncepcji budowy złoża, a punktem wyjścia jest



Rys. 5.10. Zasady geometryzacji bryły złożowej (w przekroju) stosowane w podstawowych metodach obliczania zasobów

1 – pomierzona miąższość (lub zasobność) złoża, 2 – bloki zgeometryzowane (w przekroju)

geometryzacja bryły złożowej, której sposób przeprowadzenia wynika z przyjętego obrazu budowy geologicznej złoża. W grupie drugiej traktujemy parametry złożowe jako zmienne, nie zwracając uwagi na formę bryły złożowej.

Istnieje wiele metod obliczania zasobów, ale w praktyce stosuje się zaledwie kilka z nich. Są to metody geometryczno-statystyczne: średnie arytmetycznej i wieloboków oraz metody geometryczno-geologiczne: przekrojów i izarytm. Miejsce pośrednie między obu grupami zajmuje metoda bloków (geologicznych i górniczych-eksploatacyjnych).

Niekiedy do obliczania zasobów stosowana jest także metoda trójkątów, należąca do grupy metod geometryczno-statystycznych. Nie powinna być ona jednak stosowana, daje bowiem wyniki niejednoznaczne, dodatkowo utrudniając przeliczenie zasobów w przypadku, gdy jest to konieczne w wyniku ich ubytku spowodowanego eksploatacją lub zmian w wyniku lepszego rozpoznania.

Metodom uproszczonym obliczania zasobów stawia się kilka wymagań, według których ocenia się ich przydatność. Są to:

- 1) jak najmniejsze zniekształcenie bryły złożowej w wyniku jej geometryzacji,
- 2) łatwość wyznaczania położenia granic części złoża zróżnicowanych jakościowo,
- 3) łatwość wprowadzania zmian w stanie zasobów, wynikających z uzyskania nowych informacji,
- 4) prostota i mała pracochłonność obliczeń oraz łatwość ich kontroli,
- 5) dokładność wystarczająca dla celów praktycznych.

Wymagania te spełniają metody bloków (geologicznych i górniczych), przekrojów oraz izarytm. Metody wieloboków i trójkątów nie spełniają wymagań odnośnie wydzielenia części złoża zróżnicowanego jakościowo, a przede wszystkim powodują trudności przy rozliczaniu zasobów, gdy następuje ich zmiana w wyniku lepszego rozpoznania lub eksploatacji.

W każdym przypadku na podstawie zgromadzonych informacji o złożu i jego parametrach wybiera się metodę obliczania zasobów i realizuje obliczenia według schematu właściwego dla danej metody. W zależności od tego schematu zestawia się w odpowiedni sposób dane do realizacji prac rachunkowych i wyniki tych prac. Kontrolę dokładności obliczeń przeprowadza się zwykle obliczając zasoby inną metodą. Istniejące programy komputerowe pozwalają na automatyzację prac obliczeniowych.

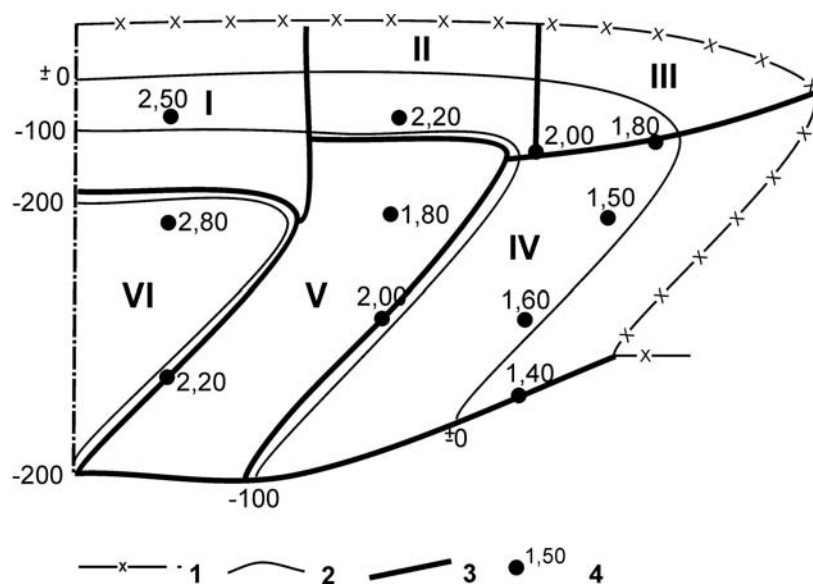
5.4.2. Metoda średniej arytmetycznej i bloków

Wspólną cechą tych metod jest założenie, że parametry złoża w bloku obliczeniowym są zmiennymi losowymi i można je scharakteryzować za pomocą średnich wartości. Odpowiada to zastąpieniu nieregularnej bryły złożowej zespołem płyt prostopadłościennych o wysokości odpowiadającej średniej miąższości lub zasobności złoża w granicach pola obliczeniowego.

Bloki wyróżnia się na podstawie kryteriów geologicznych lub górniczych (rys. 5.11).

Geologicznymi granicami bloków zazwyczaj są: uskoki, granice wymyć erozyjnych, linie wzdłuż których następuje gwałtowna zmiana parametrów złoża, upadu itp.

Bloki wyznaczone na podstawie kryteriów górniczych mają granice sztuczne. Najczęściej są nimi wyrobiska górnicze, udostępniające, przygotowawcze lub linie planowanego ich przebiegu. W tym przypadku granicami bloków są warstwy spągu złoża wyznaczające położenie istniejących lub planowanych poziomów lub pięter eksploatacyjnych. Granice bloków mogą stanowić również kontury filarów ochronnych.



Rys. 5.11. Podział złoża na bloki. Pokład węgla kamiennego
 1 – wychodnie pokładu, 2 – warstwy spągu pokładu, 3 – granice bloków (parcel) obliczeniowych,
 4 – miąższości stwierdzone w otworach wiertniczych, I,II... – numery bloków

Złoże dzielone jest także na bloki według kategorii rozpoznania, oceny bilansowości według wyróżnionych rodzajów lub gatunków kopaliny (rys. 5.12).

W zależności od sposobu obliczania średnich wartości parametrów złożowych wyróżnia się:

- 1) prostą metodę średniej arytmetycznej,
- 2) metodę średnich ważonych.

Prosta metoda średniej arytmetycznej polega na obliczeniu średnich arytmetycznych wartości parametrów złożowych (m , p , γ_o) na podstawie ich wartości (m_i , p_i , γ_{oi}) stwierdzonych w n punktach rozpoznawczych w granicach bloku obliczeniowego lub jego sąsiedztwie:

$$\bar{m} = \frac{\sum_{i=1}^n m_i}{n} \quad (5.19a)$$

$$\bar{p} = \frac{\sum_{i=1}^n p_i}{n} \quad (5.19b)$$

$$\bar{\gamma}_o = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_{oi}}{n} \quad (5.19c)$$

Powierzchnię pola obliczeniowego wyznaczają granice złoża lub wyróżnionych jego bloków. Dokonujemy zatem tylko podziału złoża na bloki. Mnożąc odpowiednie średnie wartości parametrów złożowych przez powierzchnię pola obliczeniowego otrzymujemy:

$$\text{objętość złoża } V = F \cdot \bar{m} \quad (5.20)$$

$$\text{zasoby kopaliny } Q = F \cdot \bar{m} \cdot \bar{\gamma}_o \quad (5.21)$$

$$\text{zasoby składnika użytecznego } Q_u = 0,01 \cdot F \cdot \bar{m} \cdot \bar{\gamma}_o \cdot \bar{p} \quad (5.22)$$

Zasoby każdego bloku oblicza się na podstawie danych z punktów rozpoznawczych znajdujących się w jego obszarze lub na jego granicy. Niekiedy uwzględnia się także punkty leżące w obrębie bloków sąsiednich, ale położone w bliskim sąsiedztwie obliczanego.

Dane do obliczeń i ich wyniki zestawia się w tabelach (tab. 5.1 i 5.2).

Tabela 5.1

Formularz obliczeniowy średnich parametrów złoża w bloku

Nr bloku	Nr punktów rozpoznawczych	Miaższość złoża m_i [m]	Gęstość przestrzenna γ_i [t/m ³]	Zawartość składnika użytecznego p_i [%]	Zasobność q [t/m ²]
.....
.....
.....
.....
Razem
Średnia arytmetyczna	

Zasoby całkowite złoża (Q_z) są sumą zasobów wydzielonych bloków (Q_j) (k – liczba bloków):

$$Q_z = \sum_{j=1}^k Q_j \quad (5.23)$$

Zaletą tej metody jest jej prostota i mała pracochłonność zarówno obliczeń, jak i prac graficznych związanych z przygotowaniem mapy zasobów. Przy zastosowaniu statystyki matematycznej łatwo ocenić dokładność oszacowania zasobów tą metodą (zob. rozdz. 6.2.4 i aneks).

Często wątpliwości budzi poprawność przyjęcia losowego modelu zmienności parametrów oraz wybór średniej arytmetycznej jako estymatora parametrów złożowych. Zastosowanie tej metody do obliczenia zasobów złóż, których parametry zmieniają się w sposób nielosowy, może prowadzić do powstania błędów systematycznych. Szczególnie wy-

Tabela 5.2

Formularz obliczeniowy zasobów metodą bloków (zbiorczy)

Nr bloku	Powierzchnia F_i [m ²]	Średnia miąższość m_i [m]	Objętość V_i [m ³]	Gęstość przestrzenna γ_i [t/m ³]	Zasoby kopaliny Q_{is} [t]	Zawartość składnika użytecznego p_i [%]	Zasoby składnika użytecznego Q_{ui} [t]
.....
.....
.....
.....
Razem
Średnio dla złoża

rażnie obserwuje się to w odniesieniu do złóż soczewowych, wykazujących systematyczne zróżnicowanie miąższości. Stosując średnią arytmetyczną wszystkie obserwacje traktujemy z jednakową wagą, niezależnie od tego czy znajdują się w centrum, czy na peryferii złoża. Tymczasem w złożach soczewowych strefy wyklinowania, przykonturowe, mają ograniczone rozmiary w stosunku do reszty złoża. Zasoby takich złóż obliczone innymi metodami, np. wieloboków czy izarytm, które pozwalają na uwzględnienie zróżnicowania wykształcenia złoża we właściwych proporcjach są zwykle większe.

Obecność nielosowego składnika zmienności może być częściowo uwzględniona przez obliczenie zasobów metodą średniej ważonej:

$$Q = F \cdot \bar{m} \cdot \frac{\sum_{i=1}^k \gamma_i m_i}{\sum_{i=1}^k m_i} \cdot \frac{\sum_{i=1}^k p_i m_i}{\sum_{i=1}^k m_i} \quad (5.24)$$

Często obserwuje się korelacje między parametrami złożowymi. W wielu złożach rud metali dotyczy to zwłaszcza gęstości przestrzennej i zawartości składnika użytecznego. Rzadziej spotyka się korelację miąższości z pozostałymi parametrami. Uwzględnienie tych zależności komplikuje znacznie tok obliczeń. Najczęściej, zwłaszcza w złożach rud metali, występują korelacje między zawartością składnika użytecznego i gęstością przestrzenną. Jeśli występują takie zależności również zastosowanie średnich ważonych do obliczenia zasobów częściowo je uwzględnia:

$$Q = F \cdot \bar{m} \cdot \frac{\sum_{i=1}^k \gamma_i p_i m_i}{\sum_{i=1}^k p_i m_i} \cdot \frac{\sum_{i=1}^k p_i \gamma_i m_i}{\sum_{i=1}^k \gamma_i m_i} \quad (5.25)$$

Zaniedbanie współzależności parametrów złoża może prowadzić do błędnej oceny zasobów, której możemy uniknąć posługując się średnią zasobnością jako parametrem charakteryzującym złoża. Iloczyn średniej zasobności (\bar{q}) i powierzchni pola obliczeniowego (F) daje zasoby:

$$Q = \bar{q} \cdot F \quad (5.26)$$

Ten sposób obliczania, zwany **metodą średniej zasobności**, jest znacznie prostszy od zalecanej w takich przypadkach metody średniej ważonej, w której wagą dla zawartości składnika użytecznego jest miąższość złoża. Nie potrzeba w niej badać korelacji między parametrami złoża i oceniać jej istotności. Metoda średniej zasobności jest zatem bardziej godna polecenia.

Jeśli parametry złożowe mają rozkłady silnie skośne, zachodzi obawa, że średnia arytmetyczna nie jest najlepszym oszacowaniem przeciętnych cech złoża, zwłaszcza w przypadku silnej skośności dodatniej rozkładu, charakterystycznej dla zawartości metali w wielu złożach rud. Średnia zawartość metalu wybitnie zależy wówczas od przypadkowych wysokich zawartości. Zaleca się wtedy stosowanie mediany (średniej geometrycznej).

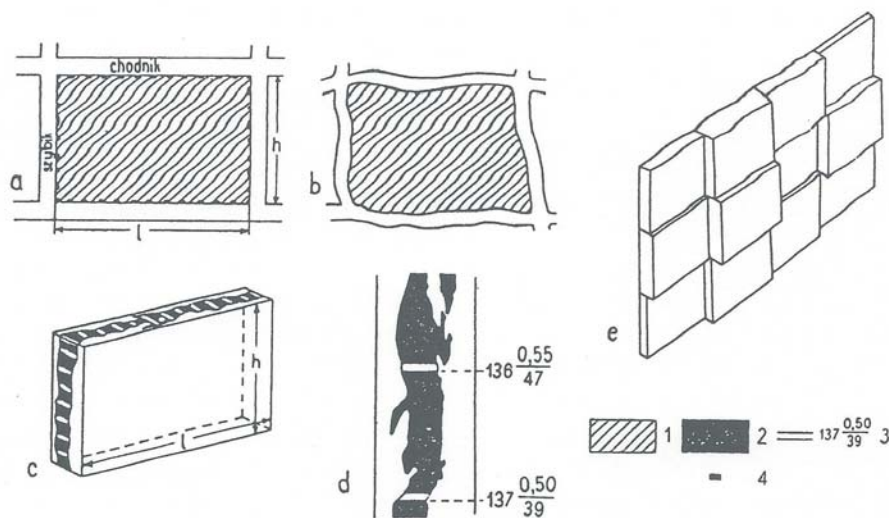
Mimo tych zastrzeżeń metoda ta nie ustępuje dokładnością innym, bardziej skomplikowanym metodom, a jej niewątpliwą zaletą jest prostota i szybkość obliczeń. Z tego powodu często jest stosowana jako metoda kontrolna w stosunku do innych metod.

W przypadku, gdy parametry złoża są zmiennymi zregionalizowanymi, to znaczy gdy w ich zmienności wyraźnie zaznacza się składnik nielosowy, średnie ich wartości w blokach mogą być oszacowane metodą krigingu, przedstawioną w rozdz. 5.2.3.

Metodę bloków stosuje się często do obliczania zasobów złóż eksploatowanych, gdy złoża zostały już rozcięte podziemnymi robotami górniczymi, a więc w wysokich kategoriach rozpoznania B i A. Bloki obliczeniowe są ograniczone wówczas z dwu, trzech lub czterech stron wyrobiskami górniczymi, w których przeprowadzono opróbowanie. Podstawą do obliczenia zasobów jest mapa wyrobisk górniczych, na którą naniesiono wyniki opróbowania. Szczególnie nadaje się do obliczania zasobów eksploatowanych złóż pokładowych (np. węgla) lub żyłowych (rys. 5.13).

Przy obliczaniu zasobów niewielkich bloków średnie wyprowadzane na podstawie nielicznych danych mogą mieć charakter dość przypadkowy. Należy więc wystrzegać się podziału złoża na dużą liczbę małych bloków. Liczba obserwacji, jakimi dysponuje się w obrębie bloków, powinna zapewnić oszacowanie średnich parametrów i obliczenia zasobów z żądaną dokładnością. Można ją ustalić według zasad przedstawionych w rozdziale 6.2.4. Spełnienie wymagań teoretycznych nie zawsze jest możliwe, należy jednak dążyć, aby każdy blok był rozpoznany pewną minimalną liczbą obserwacji (tab. 5.3).

W blokach eksploatacyjnych ograniczonych wyrobiskami położonymi blisko siebie nadmierne zwiększanie liczby obserwacji nie jest celowe, grupują się bowiem one na konturze bloków, a o jego wnętrzu nie mamy żadnych informacji.



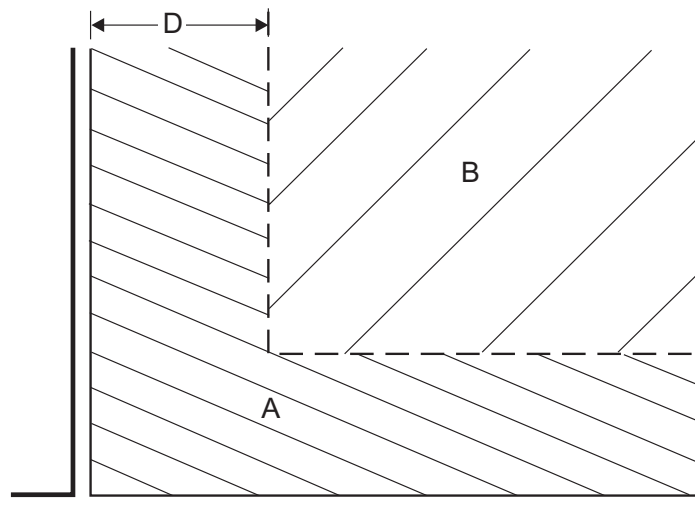
Rys. 5.13. Obliczanie zasobów metodą bloków eksploatacyjnych (Prokofiew 1954)
 a, b – bloki na mapie, c – schemat bloku w złożu żyłowym, d – fragment profilu wyrobiska, e – geometryzacja zasobów złoża żyłowego, obliczanych metodą bloków eksploatacyjnych. 1 – obszar obliczeniowy, 2 – złożo, 3 – próbki bruzdowe na profilu (numer próbki, zawartość metalu (%) w liczniku, miąższość (cm))

Tabela 5.3

Liczba niezbędnych obserwacji potrzebna do oszacowania zasobów w bloku obliczeniowym
 (wg W. I. Smirnowa 1960)

Zmienność złoża	Współczynnik zmienności	Minimalna liczba obserwacji
Bardzo równomierna	<20	5
Nierównomierna	40–100	8–10
Skrajnie nierównomierna	>150	15–25

Średnie parametry złoża wewnątrz bloku mogą się różnić od obliczonych na podstawie obserwacji w wyrobiskach ograniczających. Różnice te nie powinny być istotne jedynie wówczas, gdy odległości między wyrobiskami konturującymi, a więc wymiary poprzeczne bloku, będą mniejsze lub równe podwójnemu promieniowi skorelowania obserwacji ($2D$), ocenianemu na podstawie funkcji korelacyjnej lub wariogramu. Zwiększenie liczby obserwacji w wyrobiskach konturujących nie prowadzi do zwiększenia dokładności oszacowania zasobów bloku, zależy ona bowiem od jego wymiarów. Niekiedy proponuje się zróżnicowanie kategorii rozpoznania w obrębie bloków (ryc. 5.14) przez wydzielenie pasa bezpośrednio przyległego do wyrobiska, który uznaje się za rozpoznany w kategorii wyższej, np. A, i wnętrza bloku, któremu przypisuje się niższą kategorię rozpoznania, np. B. Szerokość pasa wzdłuż wyrobisk nie powinna być większa od promienia autokorelacji parametrów złoża (D).



Rys. 5.14. Klasyfikacja zasobów w bloku eksploatacyjnych ze względu na stopień (kategorie) rozpoznania

Dla bloków ograniczonych z jednej strony wyrobiskiem górniczym, a z drugiej linią otworów wiertniczych zaleca się obliczanie średnich parametrów ze wzoru (ryc. 5.15):

$$\bar{U} = \frac{U_1 l_1 + U_2 l_2}{l_1 + l_2} \quad (5.27)$$

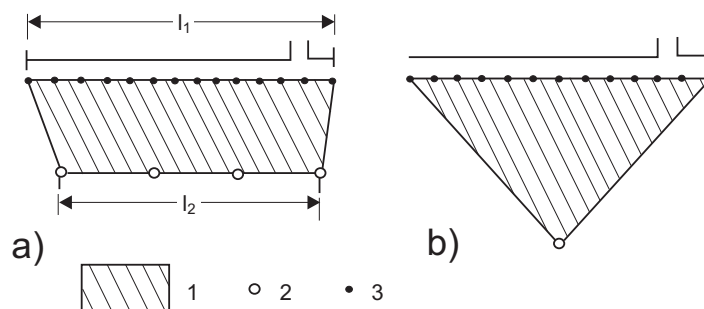
gdzie: \bar{U} – średnia wartość parametru (miąższości, zawartości składnika użytecznego lub zasobności),

U_1 – średnia wartość tego parametru na podstawie obserwacji w wyrobisku górniczym,

U_2 – średnia jego wartość według danych z otworów wiertniczych,

l_1 – długość wyrobiska,

l_2 – długość linii otworów.



Rys. 5.15. Schemat obliczania zasobów w bloku ograniczonym wyrobiskiem górniczym i otworami
a – złoże rozpoznane kilkoma otworami, b – złoże zbadane jednym otworem; 1 – pole bloku obliczeniowego,
2 – otwory wiertnicze, 3 – próbki bruzdowe

Jeśli blok jest tylko z jednej strony ograniczony wyrobiskiem, a z drugiej zbadany otworem, A. P. Prokofiew (1954) proponuje wzór:

$$\bar{U} = \frac{3U_1 + U_2}{4} \quad (5.28)$$

Powierzchnię bloków obliczeniowych mierzy się na mapie stanowiącej rzut poziomy lub pionowy zależnie od kąta upadu złoża. Jeśli zgodnie z obowiązującymi zasadami miąższość jest mierzona w kierunku prostopadłym do płaszczyzny rozprzestrzenienia złoża, to rzeczywistą powierzchnię złoża (F_r) należy obliczyć ze wzoru:

$$F_r = \frac{F_p}{\cos \alpha} \quad (5.29)$$

dla mapy rzutowanej na płaszczyznę poziomą i ze wzoru:

$$F_r = \frac{F_p}{\sin \alpha} \quad (5.30)$$

gdzie: F_p – powierzchnia pomierzona na mapie,
 α – kąt upadu złoża.

Jeśli kąt α jest zmienny, dzieląc złożo na bloki geologiczne lub eksploatacyjne kierujemy się zasadą, aby jego wahania w obrębie bloku były jak najmniejsze i nie przekraczały kilku stopni, zwłaszcza jeśli upad jest duży. Do obliczeń przyjmujemy średni kąt upadu.

W złożach dużych, rozciętych licznymi wyrobiskami, wydziela się wiele bloków zwanych parcelami obliczeniowymi. Dla lepszej orientacji należy je ponumerować według jakiegoś schematu. Ułatwia to późniejsze odszukanie na mapie.

Metoda bloków jest prosta i łatwa w realizacji. Jej zaletą jest możliwość, przynajmniej częściowego, uwzględnienia nielosowej zmienności złoża przez wydzielenie bloków różniących się zasadniczo parametrami.

5.4.3. Metoda wieloboków (Bołdyriewa)

W metodzie tej wychodzi się z założenia, że informacje uzyskane w badanym miejscu złoża dotyczą także jego najbliższego sąsiedztwa, w związku z czym nazywa się ją też metodą najbliższego rejonu. Pole obliczeniowe dzieli się więc na wieloboki. Są one podstawami graniastosłupów, których wysokość określa miąższość lub zasobność złoża. Całe złożo dzieli się zatem na zespół graniastosłupów, z których każdy przypisany jest pojedynczej obserwacji (rys. 5.16b). Wieloboki konstruuje się łącząc daną obserwację z najbliższymi położonymi i dzieląc otrzymane odcinki symetralnymi (ryc. 5.16a). Symetralne wy-

znaczącą kontur wieloboku, w którym wszystkie punkty leżą bliżej znajdującego się w jego wnętrzu punktu rozpoznawczego niż w stosunku do innych punktów znajdujących się na zewnątrz wieloboku. Granice wieloboków wykreśla się na mapie zasobów (rys. 5.16c). Obliczenia zasobów dokonuje się dla każdego wieloboku oddzielnie. Jego powierzchnię ustala się metodami geometrycznymi lub przez pomiar planimetrem (rys. 4.23). Mnoży się ją przez zasobność złoża określoną w danym punkcie, któremu wielobok jest przyporządkowany. Suma zasobów tych elementarnych graniastosłupów stanowi zasoby złoża:

$$Q_z = \sum_{i=1}^n F_i m_i \gamma_{oi} = \sum_{i=1}^n F_i q_i \quad (5.31a)$$

lub w złożach rud:

$$Q = \sum_{i=1}^n F_i m_i \gamma_{oi} \left(\frac{p_i}{100} \right) = \sum_{i=1}^n F_i q_i \quad (5.31b)$$

gdzie: F_i – powierzchnie wieloboków,
 $m_i, p_i, \gamma_{oi}, q_i$ – miąższość złoża, zawartość składnika użytecznego (jeśli jego zasoby są obliczane) i zasobność złoża w centralnym punkcie wieloboków,
 n – liczba wieloboków.

Wyniki obliczeń przedstawia się w tabeli (tab. 5.4).

Przy zastosowaniu techniki komputerowej powierzchnia wieloboków może być łatwo określona przy wykorzystaniu metod geometrii analitycznej. Umożliwia to jej pełną komputeryzację, co przyczynia się do jej popularności.

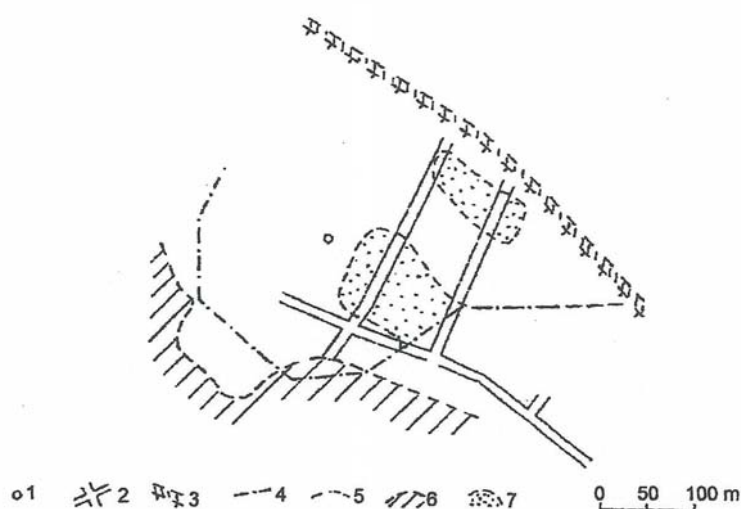
Metoda wieloboków jest często stosowana ze względu na jednoznaczną procedurę obliczeniową i pozory jej dużej dokładności. W rzeczywistości ma wiele niedogodności.

Tabela 5.4

Formularz obliczeniowy zasobów metodą wieloboków

Nr wieloboku	Powierzchnia wieloboku F_i [m ²]	Miąższość złoża m_i [m]	Objętość V_i [m ³]	Gęstość przestrzenna γ_i [t/m ³]	Zasoby kopaliny Q_{is} [t]	Zawartość składnika użytecznego p_i [%]	Zasoby składnika użytecznego Q_{ui} [t]
.....
.....
.....
.....
Razem
Średnio dla złoża	

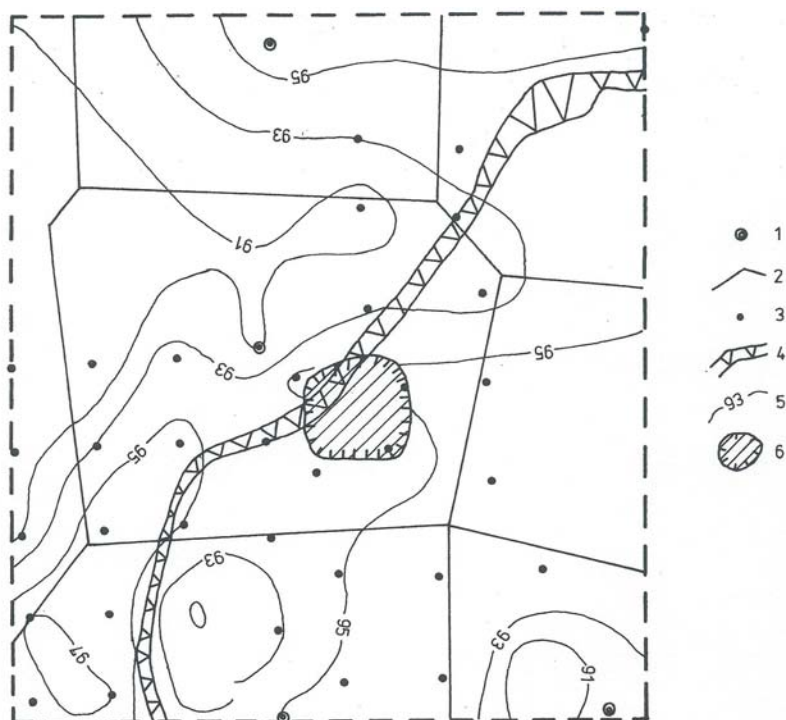
Przed wszystkim może łatwo wprowadzić w błąd, wskazując na pewne bloki, w których występuje złożo szczególnie bogate lub ubogie i takie, w których złożo nie jest wykazywane. Zgodnie z założeniem metody przyjmuje się, że w granicach całego wieloboku występuje złożo o takich parametrach jakie stwierdzone zostały w punkcie centralnym, natomiast wykazywany jest brak złoża w całym wieloboku jeśli w punkcie centralnym nie zostało ono stwierdzone. Pojedyncze obserwacje, na których podstawie wykonuje się obliczenia zasobów każdego wieloboku, należy traktować jako przypadkowe. Duże różnice parametrów złoża wykazywane w poszczególnych wielobokach świadczą tylko o dużej jego zmienności. Można i należy oczekiwać, że w wieloboku uznanym za „dobry”, mogą się znaleźć partie nawet bardzo ubogie lub wręcz płonne. Między rzeczywistymi parametrami złoża a przypisanymi mu w granicach wieloboku mogą zachodzić zasadnicze różnice (rys. 5.17). Szczególnie ostro występuje to w złożach rud o dużej zmienności i często dotyczy także położenia granicy złoża. Z tego powodu granice wieloboków nie mogą być uznawane za granice złoża. Jest to jedną z ujemnych cech tej metody. Analogiczna sytuacja istnieje, gdy chodzi o wyróżnienie w złożu różnych co do jakości odmian kopaliny. Granice naturalne obszarów ich występowania nie pokrywają się z granicami wieloboków (rys. 5.18), gdyż zgodnie z założeniem metody należy do tego, czy innego gatunku kopaliny zaliczyć zasoby całych wieloboków. Jeśli ma być prowadzona eksploatacja poszczególnych odmian kopaliny oddzielnie, to wieloboki nie dostarczają żadnych informacji dla zaprojektowania przyszłych



Rys. 5.17. Zmiana obrazu położenia granicy złoża po rozcięciu wyrobiskami górniczymi.

Złożo rud Zn-Pb Olkusz

- 1 – otwory wiertnicze nie stwierdzające złoża, 2 – wyrobiska górnicze, 3 – strefa uskokowa, 4 – granica obszaru obliczenia zasobów metodą wieloboków (granice wieloboków), 5 – granica złoża interpretowana na podstawie opróbowania wyrobisk górniczych, 6 – złożo stwierdzone w wyrobiskach eksploatacyjnych, wyeksploatowane, 7 – złożo stwierdzone na zewnątrz od granicy przyjętej dla obliczenia zasobów



Rys. 5.18. Przykład zmienności jakości kopaliny w granicach wieloboków. Złoże wapieni Tarnów Opolski
 1 – otwory centralne w wielobokach, 2 – granice wieloboków, 3 – otwory zagęszczające sieć rozpoznawczą (wyprzedzające eksploatację), 4 – skarpa wyrobiska, 5 – izarytmy zawartości CaCO_3 , 6 – lej krasowy

pól eksploatacyjnych. Zmusza to przy projektowaniu kopalni i planowaniu produkcji do obliczania zasobów innymi metodami, umożliwiającymi przedstawienie przestrzennego rozmieszczenia zasobów poszczególnych odmian kopaliny w złożu.

Obraz przedstawiany na mapach obliczenia zasobów metodą wieloboków jest bardzo sugestywny i przez to może być źródłem mylnych wyobrażeń o złożu. Metoda wieloboków traktuje stosunek zasobów części złoża o różnych parametrach w sposób formalny, jest to bowiem metoda o charakterze statystycznym i może być uważana za odmianę metody średnich ważonych, gdzie wagami są pola wyznaczonych wieloboków.

Przyjęcie pola wpływu obserwacji jako wagi może być uzasadnione tylko w tych przypadkach, gdy zróżnicowanie wartości parametrów między sąsiednimi miejscami obserwacji odbywa się w sposób mniej więcej kierunkowy, a więc gdy obserwacje nie są w stosunku do siebie przypadkowe. Sytuacja taka zachodzi, gdy odstęp między punktami obserwacji są dostatecznie małe, a w zmienności parametrów złoża wyraźnie zaznacza się składnik nielosowy. Stosowanie metody wieloboków nie budzi zastrzeżeń w odniesieniu do złożeń zbadanych regularną siecią punktów rozpoznawczych. Jednak w tych przypadkach pola przypisane wielobokom są stałe i o wiele łatwiej można obliczyć zasoby metodą średniej arytmetycznej, dającej podobny wynik. W przypadku nierównomiernej, a zwłaszcza rzad-

kiej sieci rozpoznawczej, stosowanie tej metody nie jest wskazane, gdyż przypadkowe pojedyncze obserwacje przenoszone zostają na nierównomierne co do wielkości pola, a to sprzyja zwiększeniu błędów oszacowania zasobów. Przeniesienie w ten sposób zostają również błędy samych obserwacji, a pojawiające się sporadycznie bardzo wysokie lub bardzo niskie wartości parametrów złożowych mogą w znacznym stopniu zaciążyć na wyniku obliczeń.

Metoda wieloboków była w Polsce bardzo chętnie i często stosowana. Wymienione jej braki każą ją traktować z dużą ostrożnością. Powinno się jej używać w wyjątkowych przypadkach, dobrze uzasadnionych. Nie powinna należeć do metod powszechnie zalecanych.

Usprawnieniem tej metody jest zastosowanie kriginu poligonowego (omówionego w rozdziale 5.2.3). Oszacowane w ten sposób średnie wartości parametrów złożowych w wielobokach lepiej charakteryzują złoża niż przypisana wielobokowi pojedyncza obserwacja.

W przypadku regularnej sieci wieloboków poprawę oszacowania zasobów uzyskuje się, jeśli parametry złoża – w szczególności jego zasobność w granicach wieloboku (q_{wb}) – są obliczane jako średnia ważona:

$$q_{wb} = 0,25q_c + 0,75q_{\dot{s}ot} \quad (5.32)$$

gdzie: q_c – zasobność w otworze centralnym,
 $q_{\dot{s}ot}$ – średnia zasobność w otworach otaczających.

5.4.4. Metoda trójkątów

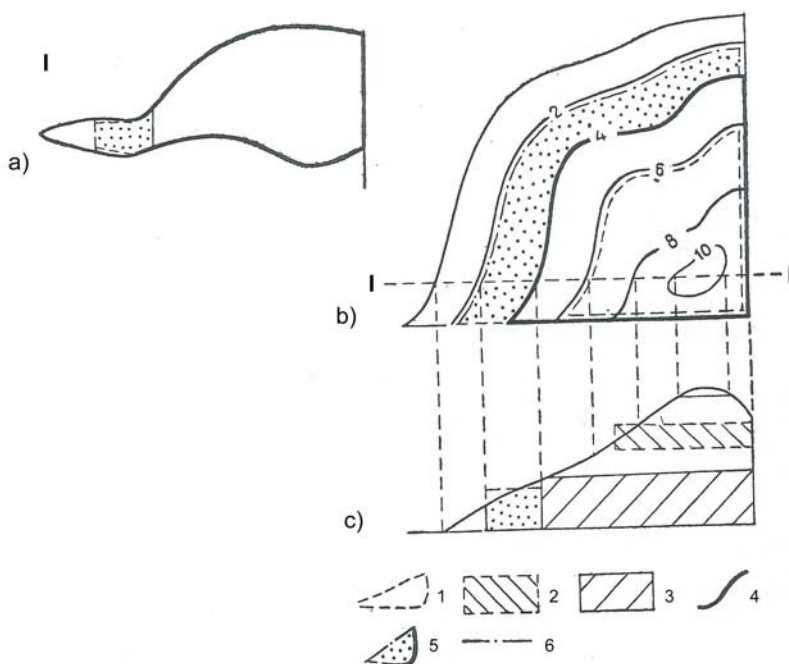
Metoda ta polega na podziale powierzchni złoża na trójkąty, których wierzchołki stanowią punkty rozpoznawcze. Zasoby każdego trójkąta uzyskuje się mnożąc jego pole przez średnie wartości parametrów złoża obliczone na podstawie danych z trzech punktów wierzchołkowych. Zasoby całego złoża równają się sumie zasobów poszczególnych trójkątów. Podobnie jak w metodzie wieloboków, granice zasobów bilansowych i pozabilansowych wyznacza się wzdłuż krawędzi odpowiednich trójkątów. Nie daje ta metoda także jasnego obrazu zróżnicowania parametrów złoża i zasobów części złoża różniących się tymi parametrami lub dokładnością (kategorią) rozpoznania. W zależności od sposobu podziału złoża na trójkąty można uzyskać różne wielkości zasobów, zwłaszcza jeśli dysponuje się niewielką liczbą punktów rozpoznawczych, a zmienność parametrów złożowych jest duża. Jest więc to metoda niejednoznaczna. Metoda ta stwarza także poważne trudności w przypadku rozliczania zasobów gdy następuje ich zmiana w wyniku bądź lepszego rozpoznania, bądź eksploatacji. Z powyższych względów metoda ta nie jest zalecana, mimo że łatwość jej komputeryzacji sprzyjała jej stosowaniu.

5.4.5. Metoda izolinii (izarytm)

W metodzie tej złożę dzieli się na szereg warstw poziomych (plastrów). Zasoby złoża równają się sumie zasobów tych warstw. Najlepiej można to wyjaśnić na przykładzie obliczania objętości złoża. Na podstawie mapy miąższości złoża można sobie wyobrazić, że zamieniamy nieregularną bryłę złożową na równoważną jej co do objętości bryłę o płaskiej podstawie (rys. 5.19). Jej wysokość w poszczególnych punktach odpowiada mierzonej w nich miąższości. Bryłę tę można uważać za złożoną z szeregu warstw (plastrów), z których każda od dołu i góry jest ograniczona powierzchniami wyznaczonymi przez odpowiednie izopachyty. Objętość każdej takiej warstwy można obliczyć ze wzoru na graniastosłup trapezowy:

$$V_i = \frac{F_{i-1} + F_i}{2} h \quad (5.33)$$

gdzie: F_{i-1} i F_i – wielkości powierzchni dolnej i górnej ograniczających daną warstwę,
 h – grubość warstwy wyznaczona przez różnicę wartości sąsiednich izopachyt.



Rys. 5.19. Zasada obliczania zasobów metodą izarytm (izolinii)

a – przekrój przez złożę, b – mapa zasobności, c – geometryzacja przez przekształcenie w bryłę o płaskiej podstawie; 1 – granica powierzchni F_6 na mapie, 2 – zgeometryzowany blok między powierzchniami F_6 i F_8 , 3 – blok złoża między powierzchniami F_2 i F_4 , 4 – kontur obszaru zasobów bilansowych, 5 – zasoby pozabilansowe (w pasie między izarytmami 2 i 4), 6 – granica zasobów pozabilansowych

Grubość pierwszej warstwy od dołu w złożach soczewkowych odpowiada zwykle najmniejszej miąższości złoża h_0 , a następnych – grubości h wynikającej z przyjętego odstepu (cięcia) izopachyt.

Jeśli ostatnia warstwa ma – jak to zwykle bywa – grubość mniejszą od h , jej objętość oblicza się stosując wzór na objętość czaszy kulistej lub stożka:

$$V_m = \frac{2}{3} F_m h_m \quad \text{lub} \quad V_m = \frac{1}{3} F_m h_m \quad (5.34)$$

gdzie: F_m – powierzchnia ograniczona izopachytą o najwyższej wartości,
 h_m – wysokość lokalnej wypukłości na powierzchni bryły złożowej.

Jeśli występują lokalne wgłębienia, ich objętość oblicza się w sposób podobny (h_m jest ich głębokością), odejmując od całkowitej obliczonej objętości.

Całkowita objętość złoża równa się sumie objętości poszczególnych warstw:

$$V = F_0 h_0 + \frac{F_0 + F_1}{2} h + \frac{F_1 + F_2}{2} h + \dots + \frac{F_{n-1} + F_n}{2} h \pm \frac{1}{3} \sum F_m h_m \quad (5.35)$$

lub po uproszczeniu:

$$V = F_0 h_0 + h \left(\frac{F_0}{2} + F_1 + F_2 + \dots + F_{n-1} + \frac{F_n}{2} \right) \pm \frac{1}{3} \sum F_m h_m \quad (5.36)$$

W przypadku znacznej różnicy powierzchni ograniczających warstwę, przekraczającej 30%, oblicza się jej objętość stosując wzór na stożek ścięty:

$$V_i = \frac{h}{3} (F_{i-1} + F_i + \sqrt{F_{i-1} F_i}) \quad (5.37)$$

a zasoby złoża ze wzoru:

$$V_i = F_0 h_0 + \frac{h}{3} \sum_{i=1}^n (F_{i-1} + F_i + \sqrt{F_{i-1} F_i}) \pm \frac{1}{3} \sum F_m h_m \quad (5.38)$$

Jeżeli mapę izopachyt zastąpi się mapą izarytm zasobności złoża, to wówczas – stosując wzory 5.34 do 5.38 – otrzymuje się wprost zasoby złoża. Powierzchnie F_i wyznaczają wówczas izarytmy zasobności, h_0 – najmniejszą zasobność złoża, a h_i jest odstepem tych izarytm.

W zależności czy metodą izarytm obliczamy zasoby złoża, czy tylko jego objętość, wykreśla się odpowiednie izarytmy na mapie zasobów.

Powierzchnie F , ograniczone izarytmami mają najczęściej kontury nieregularne. Ich pola mierzy się za pomocą planimetru lub paletki. Zastosowanie paletki jest tu w pełni uzasadnione, dokładność bowiem określenia powierzchni zależy w tym przypadku przede wszystkim od przebiegu izarytm, a dokładność samego pomiaru ma tu podrzędne znaczenie. Tok obliczeń powinien być przedstawiony w odpowiednim formularzu (tab. 5.5).

Tabela 5.5

Formularz obliczeniowy zasobów metodą izarytm

Numer plastra (bloku)	Powierzchnie ograniczające		Powierzchnia uśredniona	Odstęp izarytm [m] lub [t/m ²]	Objętość [m ³] zasoby [t]
	dolna	górną			
0	F_0			h_0	
		F_0			
I	F_0			h	
		F_1			
II	F_1			h	
		F_2			
.					
N	F_{N-1}			h	
		F_N			
N	F_N			h_m	
RAZEM					

Zaletą metody izarytm jest jej poglądowość i geometryzacja złoża zgodnie z przyjętą koncepcją jego budowy. Ujemną stroną jest konieczność obliczania wielu powierzchni na mapie izarytm. Obliczanie zasobów tą metodą może być kłopotliwe w przypadku bardzo nieregularnego przebiegu izarytm. Niedogodnością jest też mała przejrzystość toku obliczeń, jeśli nie posługujemy się formularzem ilustrującym ich kolejne etapy, a jedynie wstawiamy odpowiednie dane do wzoru 5.35. Utrudnia to kontrolę obliczeń. Można ją wówczas przeprowadzić jedynie powtarzając całość prac rachunkowych.

Metoda izarytm jest szczególnie dogodna do obliczania zasobów złóż o stopniowo i wyraźnie zróżnicowanych parametrach złożowych: miąższości lub zasobności, zwłaszcza w odniesieniu do złóż soczewowych. Nie stanowi to jednak – jak się niekiedy sądzi – jej ograniczenia i może być z powodzeniem stosowana do obliczania zasobów złóż o dowolnej formie. Wyznaczanie powierzchni okonturowanych poszczególnymi izarytmami wymaga

wówczas jedynie większej uwagi, zwłaszcza gdy pomiar dotyczy pól częściowo ograniczonych liniami rozdzielającymi różne grupy lub kategorie zasobów. Poza tym trzeba pamiętać, że powierzchnia podstawy (F_0) całej bryły często nie jest ograniczona izarytmą, lecz konturem odpowiedniego bloku, a następne powierzchnie (F_1, F_2 itd.) mogą być ograniczone tym konturem częściowo (rys. 5.19).

Metoda może być też stosowana do obliczania zasobów masywowych kopalin skalnych o urozmaiconej kopulastej powierzchni stropowej (rys. 5.20).

Obliczając zasoby złóż nachylonych mapę miąższości i zasobności sporządza się dla pomierzonych miąższości pozornych pionowych, gdyż wpływ zwiększenia miąższości w tym przypadku zostaje zrekompensowany przez odpowiednie zmniejszenie powierzchni obliczeniowej. Przy obliczaniu zasobów złóż stromo leżących posługujemy się mapą miąższości lub zasobności sporządzoną w rzucie na płaszczyznę pionową przy uwzględnieniu miąższości poziomej.

5.4.6. Metoda przekrojów

W metodzie tej zasoby oblicza się na podstawie przekrojów geologicznych. Nadaje się ona szczególnie dla złóż rozpoznanych regularną siecią lub liniami wyrobisk zezwalających na wykreślenie dobrze udokumentowanych przekrojów równoległych. Przy nierównoległym ułożeniu przekrojów prace rachunkowe są bardziej skomplikowane. W metodzie tej inaczej niż w poprzednio omówionych, oblicza się objętość bryły złożowej (i zasobów).

Metoda może być stosowana w kilku wariantach (tab. 5.6).

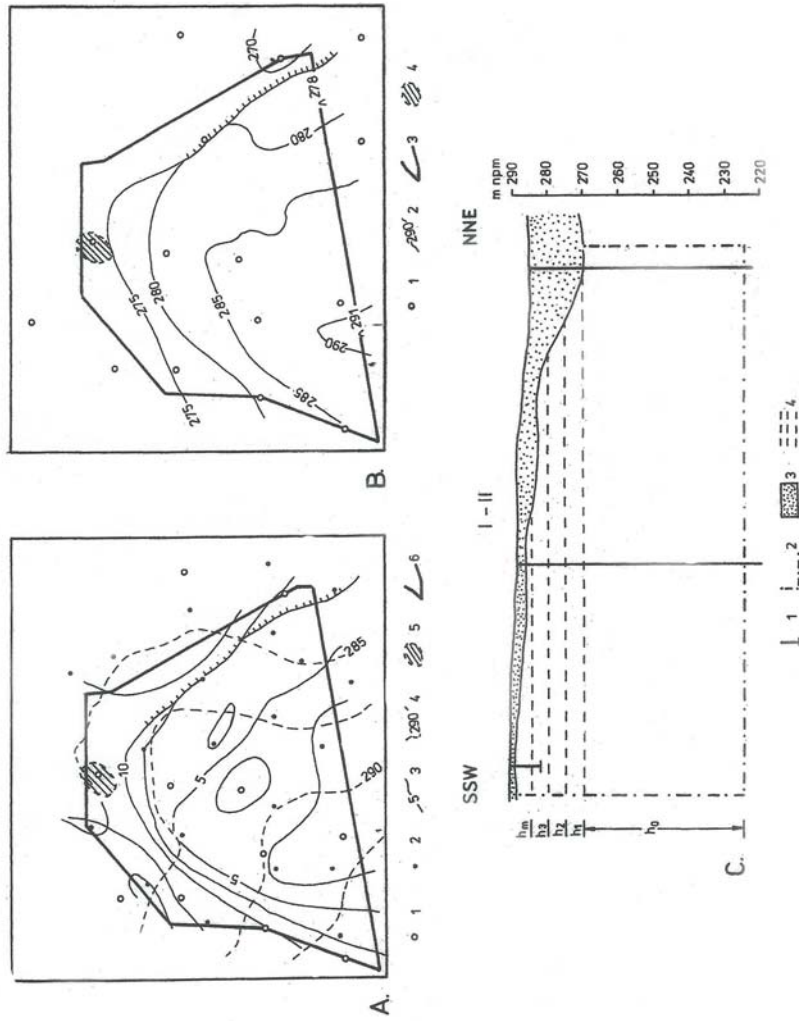
Najczęściej metoda przekrojów stosowana jest w wersji podziału złoża na bloki, które są okonturowane płaszczyznami przekrojów (rys. 5.21a, 5.22). Następnie oblicza się objętość złoża w blokach między przekrojami. Blok stanowi bryłę ograniczoną dwoma powierzchniami przekrojów przez złożę odległymi od siebie o dystans „ l ” stanowiący odległość między przekrojami (rys. 5.22). Objętość takiego bloku oblicza się według wzoru na graniastosłup trapezowy lub ostrosłup ścięty:

$$V_i = \frac{F_a + F_b}{2} l_{ab} \quad (5.39)$$

$$V_i = \frac{1}{3} (F_a + F_b + \sqrt{F_a F_b}) l_{ab} \quad (5.40)$$

gdzie: indeksami a, b oznaczono sąsiadujące przekroje.

Wzór na ostrosłup ścięty stosuje się, gdy różnica powierzchni złoża w sąsiednich przekrojach przekracza 40%. W zasadzie powinien on być też stosowany, gdy $F_b \geq 3F_a$, bo dopiero wówczas błąd popełniony przy zastosowaniu wzoru na graniastosłup trapezowy daje wynik wyższy o ponad 5%.

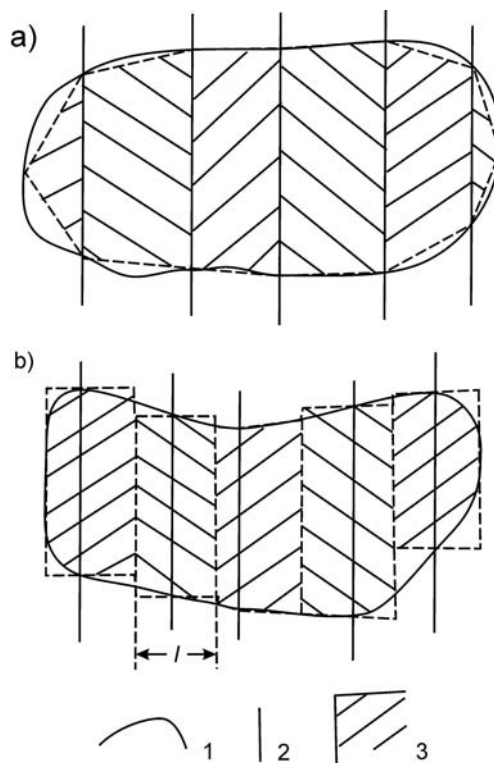


Rys. 5.20. Obliczenie zasobów złoża dolomitu metodą izarytm (łańczyce 1)

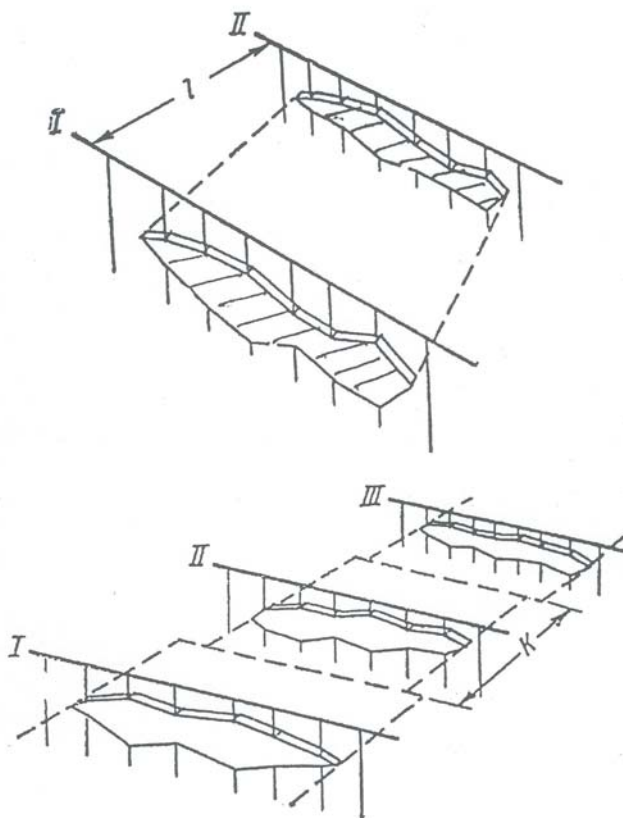
A – superpozycja mapy stropu złoża i powierzchni terenu; 1 – otwory wiertnicze; 2 – sondowania oporności; 3 – izarytmny stropu złoża; 4 – warstwice powierzchni terenu; 5 – lej krasowy; 6 – granice dokumentowanego złoża; B – mapa izarytm stropu złoża; 1 – otwory wiertnicze; 2 – izarytmny stropu złoża; 3 – granice złoża dokumentowanego; 4 – lej krasowy; C – przekrój; 1 – otwory wiertnicze; 2 – granica dokumentowanych zasobów; 3 – nadkład 4 – bloki obliczeniowe w przekroju

Tabela 5.6
Warianty metody przekrojów

Rozmieszczenie przekrojów	Sposób obliczenia zasobów w przekrojach	Podział złoża na bloki	Wzory obliczeniowe	Uwagi
Równoległe	pomiar powierzchni złoża na przekroju	międzyprzekrojowe	5.39–5.41	najczęściej stosowane
		przypisane przekrojom	5.44, 5.45	rzadko stosowane
	rachunkowy	międzyprzekrojowe	5.42, 5.43	
		przypisane przekrojom	5.44, 5.45	
Nierównoległe	pomiar powierzchni złoża na przekroju	międzyprzekrojowe	5.47, 5.48	wyjątkowo stosowane
	rachunkowy			
Równoległe	pomiar powierzchni złoża na przekroju	metoda przekroju średniego	5.46	
	rachunkowy			



Rys. 5.21. Metoda przekrojów. Podział złoża na bloki
a – bloki między przekrojowe, b – bloki przypisane przekrojom; 1 – granice złoża, 2 – linie przekrojów,
3 – zgeometryzowany kontur złoża w blokach



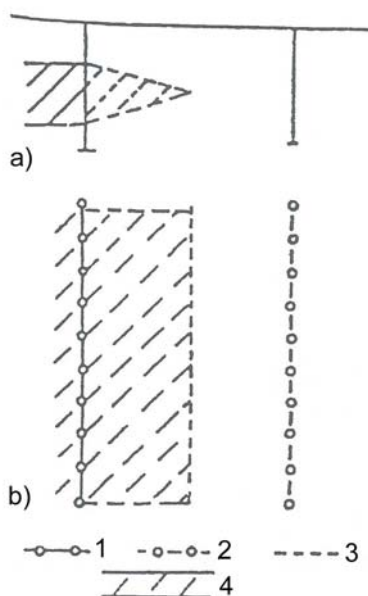
Rys. 5.22. Zasada obliczania zasobów metodą bloków międzyprzekrojowych

Objętość bloków skrajnych, jednostronnie ograniczonych przekrojem oblicza się najczęściej jak klina (rys. 5.23):

$$V_s = \frac{F_s l_s}{2} \quad (5.41)$$

gdzie: F_s – powierzchnia złoża w przekroju skrajnym,
 l_s – szerokość bloku skrajnego wyznaczona najczęściej w połowie odległości między otworem pozytywnym a negatywnym lub jako połowa szerokości bloków międzyprzekrojowych (rys. 5.23). Wyjątek stanowią te przypadki, gdy znamy granicę złoża i jest nią np. uskok lub wychodnia i możemy przekrojowi skrajnemu przypisać blok w postaci graniastosłupa.

Zasoby każdego bloku uzyskuje się mnożąc objętości przez gęstość przestrzenną, przyjmowaną jako średnią dla całego bloku lub nawet złoża. Zasoby całego złoża uzyskujemy



Rys. 5.23. Obliczanie zasobów bloku skrajnego według zasady klina
 a – przekrój, b – mapa, 1 – linie otworów pozytywnych, 2 – linie otworów negatywnych, 3 – granice bloku obliczeniowego, 4 – złoże

sumując zasoby poszczególnych bloków. Obliczenia prowadzi się w specjalnym formularzu (tab. 5.7). Linie przekrojów obliczeniowych zaznaczamy na mapie zasobów.

Tabela 5.7

Formularz obliczenia zasobów metodą przekrojów

Nr przekroju	Powierzchnia złoże w przekroju [m ²]	Odległość między przekrojami [m]	Gęstość przestrzenna [t/m ²]	Zasoby złoże w bloku [t]	Wzór obliczeniowy
I					$Q_s = \frac{F_s l_s}{2} \gamma_o$
I					$Q_i = \frac{F_a + F_b}{2} l_{ab} \gamma_o$ lub $Q_i = \frac{1}{3} (F_a + F_b + \sqrt{F_a F_b}) l_{ab} \gamma_o$
II					
III					
.					
N					
N					$Q_s = \frac{F_s l_s}{2} \gamma_o$
SUMA					

Do obliczenia zasobów składnika użytecznego konieczne jest ustalenie jego średniej zawartości. Określa się ją osobno dla każdego bloku na podstawie danych z wyrobisk, naniesionych na przekroje, na podstawie których obliczono objętość bloku. Zatem w tym wariancie metoda przekrojów jest kombinowana z metodą średniej arytmetycznej.

Metoda przekrojów stosowana jest przede wszystkim do obliczania zasobów kopalin skalnych.

W przypadku dużej zmienności gęstości przestrzennej lub zawartości składnika użytecznego, a zatem zasobności złoża stosuje się metodę przekrojów w wersji rachunkowej. Najpierw oblicza się zasoby „w przekroju”. W tym celu dzieli się go na elementarne wycinki zawarte pomiędzy sąsiednimi punktami rozpoznawczymi (rys. 5.24). Dla każdego z wycinków oblicza się zasoby (tab. 5.8):

$$Q_w = \frac{q_{wi} + q_{wi+1}}{2} d_w \quad (5.42)$$

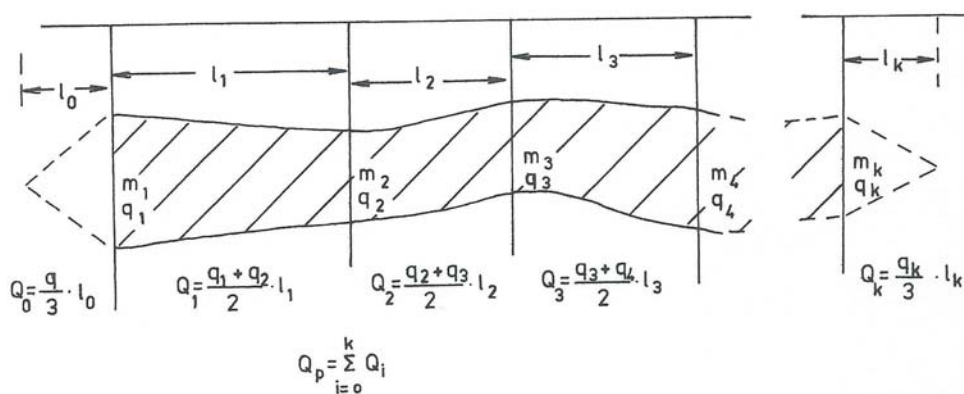
oraz dla odcinków skrajnych:

$$Q_{ws} = \frac{q_{ws}}{2} d_{ws} \quad (5.43)$$

gdzie: d_w – odległość między sąsiednimi punktami obserwacyjnymi na przekroju, w których określono wartość q_{wi} i q_{wi+1} ,

q_{ws} – zasobność w skrajnym punkcie rozpoznawczym,

d_{ws} – długość odcinka skrajnego.



Rys. 5.24. Obliczanie zasobów w przekroju metodą rachunkową

Suma zasobów tych wyników daje „zasoby w przekroju”. Dalszy tok postępowania jest analogiczny jak w przypadku obliczania objętości złoża na podstawie pomiarów powierz-

Tabela 5.8

Formularz obliczenia zasobów w przekroju metodą rachunkową

Nr przekroju	Numer wyrobiska	Zasobność złoża [t/m ²]	Odległość między wyrobiskami [m]	Zasoby między wyrobiskami [t]	Wzór obliczeniowy
	1				$Q_s = \frac{q_s l_s}{2}$
	1				$Q_i = \frac{q_a + q_b}{2} l_{ab}$
	2				
	3				
	.				
	.				
	n				
	n				$Q_s = \frac{q_s l_s}{2}$
	SUMA				

chni przekrojów, tylko we wzorach 5.39–5.41 należy powierzchnie złoża w przekroju zastąpić jego zasobami. Zasoby całego złoża otrzymuje się sumując zasoby poszczególnych bloków.

Przekroje geologiczne, na podstawie których oblicza się zasoby, można wykonywać w płaszczyznach pionowych i poziomych. Przekroje poziome stosuje się w przypadku złóż stromo ułożonych o znacznej miąższości, rozpoznanych wyrobiskami górniczymi (rys. 5.25). Stosować można je także w przypadku złóż masywowych rozpoznanych otworami wiertniczymi, gdy stwierdzone jest zróżnicowane rozmieszczenie odmian kopaliny na różnych głębokościach i należy wykazać odrębnie ich zasoby. Przekroje poziome zwykle odpowiadają poszczególnym istniejącym lub planowanym poziomom czy piętrům eksploatacyjnym.

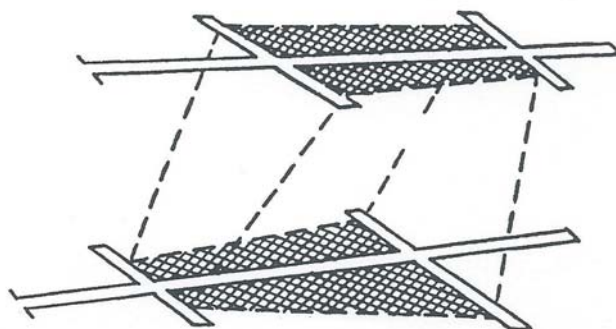
Rzadko stosowaną odmianą metody przekrojów jest podział złoża na bloki przypisane przekrojom (rys. 5.21b). Zasoby poszczególnych bloków wynoszą wówczas:

$$Q_{bl} = F_p \left(\frac{l_{p-1} + l_{p+1}}{2} \right) \gamma_o \quad \text{lub} \quad Q_{bl} = F_p \left(\frac{l_{p-1} + l_{p+1}}{2} \right) \quad (5.44)$$

i dla bloków skrajnych:

$$Q_{bl} = F_p \left(\frac{l_{p-1} + l_{sk}}{2} \right) \gamma_o \quad \text{lub} \quad Q_{bl} = F_p \left(\frac{l_{p-1} + l_{sk}}{2} \right) \quad (5.45)$$

gdzie: F_p, Q_p – odpowiednio powierzchnia lub zasoby złoża w przekroju,
 l_{p-1}, l_{p+1} – odległości do przekrojów sąsiednich,
 l_{sk} – odległość przekroju od granicy złoża.



Rys. 5.25. Blok złoża między przekrojami poziomymi

Obliczanie zasobów metodą przekrojów nadaje się szczególnie do złóż o skomplikowanej budowie, zwłaszcza gdy dysponuje się dodatkowymi informacjami o przebiegu konturu złoża między punktami rozpoznawczymi. Informacji takich mogą dostarczyć np. otwory przewiercające tylko strop złoża albo odsłonięcia utworów młodszych, na podstawie których można określić sposób ułożenia złoża znajdującego się niżej. Metoda przekrojów nadaje się zatem szczególnie do obliczania zasobów złóż sfałdowanych. Zasoby cienkich złóż pokładowych, np. węgla, których miąższości nie można przedstawić na przekroju w sposób poprawny, obliczamy mnożąc ich długość pomiarzoną na przekroju przez średnią miąższość w danym przekroju. Długość pokładu określa się za pomocą nitki układanej wzdłuż niego na przekroju i mierzonej po jej wyprostowaniu.

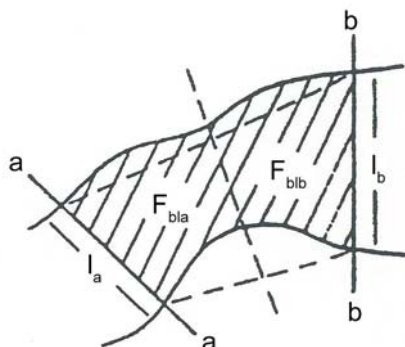
W przypadku złóż o bardzo urozmaiconej morfologii i zmiennej powierzchni w przekroju stosuje się niekiedy metodę „przekroju średniego”, to znaczy oblicza się średnią powierzchnię złoża w przekrojach i mnoży przez odległość między skrajnymi przekrojami (L):

$$Q = L \frac{\sum_{i=1}^k F_i}{k} \quad (5.46)$$

i dodaje zasoby bloków skrajnych obliczone wzorem (5.40).

Obliczanie zasobów metodą przekrojów napotyka na trudności w przypadku nierównoległości linii przekrojów. Istnieje wiele metod pozwalających na przeprowadzenie obliczeń w takim przypadku. Najprostszą z nich, i jak się wydaje najlepszą, jest metoda Prokofiewa.

W metodzie tej dzieli się blok między przekrojami na dwie części zgodnie z zasadą „najbliższego rejonu” (rys. 5.26). Podziału dokonujemy prostą połowiącą odcinki łączące



Rys. 5.26. Schemat obliczania zasobów metoda przekrojów nierównoległych (metoda Prokofiewa); objaśnienia w tekście

końce odpowiednich przekrojów. Otrzymujemy w ten sposób dwie powierzchnie F_{bla} i F_{blb} . Wszystkie punkty powierzchni F_{bla} leżą bliżej przekroju a niż b , a punkty powierzchni F_{blb} bliżej przekroju b niż a . Zakładamy, że wpływ przekroju możemy rozciągnąć na całą przypisaną mu w powyższy sposób powierzchnię części bloku. Zasoby bloku obliczamy ze wzorów:

$$Q_{bl} = \left(F_a \frac{F_{bla}}{l_a} + F_b \frac{F_{blb}}{l_b} \right) \gamma_o \quad \text{lub} \quad Q_{bl} = \left(Q_a \frac{F_{bla}}{l_a} + Q_b \frac{F_{blb}}{l_b} \right) \quad (5.47)$$

gdzie: F_a i F_b – powierzchnie złoża w przekroju a i b ,
 F_{bla} – powierzchnia bloku przypisana przekrojowi a ,
 F_{blb} – powierzchnia bloku przypisana przekrojowi b ,
 l_a i l_b – długości przekrojów,
 O_a, O_b – zasoby złoża w przekroju a i b .

Dla bloków skrajnych zasoby obliczamy zgodnie z zasadą klina:

$$Q_{bl} = F_s \frac{F_{bls}}{2l_s} \gamma_o \quad \text{lub} \quad Q_{bl} = Q_s \frac{F_{bls}}{2l_s} \quad (5.48)$$

gdzie: F_{bls} – powierzchnia złoża na zewnątrz od przekroju skrajnego,
 s – indeks przekroju skrajnego. Inne oznaczenia jak wyżej.

Zaletą sposobu Prokofiewa jest możliwość uwzględnienia w obliczeniach przebiegu granicy złoża między przekrojami, jeżeli oczywiście mamy na ten temat informacje (np. na podstawie badań geofizycznych). Sposób ten może być też stosowany także, gdy przekroje są równoległe, jeśli granica złoża między przekrojami nie ma przebiegu prostoliniowego, jak się to zakłada w przypadku obliczania zasobów wzorami (5.39), (5.40).

Spośród wszystkich metod obliczania zasobów metoda przekrojów ma charakter najbardziej geologiczny i uniwersalny, uwzględnia bowiem w toku obliczeń przedstawioną na przekrojach budowę złoża. Obliczenia są proste, nieskomplikowane. W przypadku złóż o złożonej budowie, zaburzonych tektonicznie, jest to metoda niezastąpiona. Niekiedy jako jej wadę wymienia się możliwość stosowania tylko w przypadku złóż rozpoznanych siecią lub liniami wyrobisk. Jednak taki sposób rozpoznawania jest zasadą obowiązującą począwszy od kategorii C₁, a nierzadko stosowany także bywa w kategorii C₂. Przy niskim stopniu rozpoznania złoża, gdy dokładność szacowania zasobów jest z reguły niewielka, można się posłużyć przekrojami interpretowanymi wzdłuż pewnych linii przez odrutowanie na płaszczyznę przekroju danych z otworów wiertniczych lub wyrobisk górniczych leżących w pobliżu. Przekroje takie wykonuje się zawsze dla ilustracji budowy złoża, zatem bez dodatkowego nakładu pracy można je wykorzystać do obliczenia zasobów. Nie mogą to być jedynie przekroje wykonywane wzdłuż linii łamanych.

Ważną zaletą metody przekrojów, której nie mają pozostałe, jest możliwość klasyfikacji zasobów w przestrzeni trójwymiarowej, a więc określenie zasięgu poszczególnych ich rodzajów i kategorii nie tylko w poziomie, ale i w pionie. Dotyczy to również różnych rodzajów i gatunków kopaliny, które w przekroju złoża mogą być zróżnicowane. Jest to szczególnie ważne w przypadku złóż o znacznej miąższości, gdzie na różnej głębokości mogą występować różne odmiany kopaliny, których zasoby należy obliczyć oddzielnie. Pokazujemy zarazem ich przestrzenne rozmieszczenie, co jest nieodzowne do projektowania przyszłej eksploatacji.

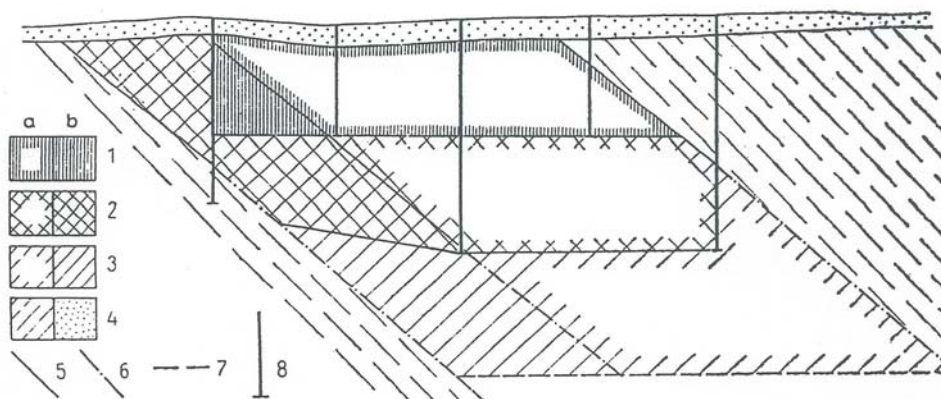
Jeśli złożo zostało rozpoznane otworami o różnej głębokości, to zasoby części złoża przewierconej przez wszystkie otwory mogą być zakwalifikowane do kategorii wyższej, natomiast niżej leżące, zbadane tylko nielicznymi otworami, a zatem rozpoznane w mniejszym stopniu, do kategorii odpowiednio niższej (rys. 5.27). Uwzględnia się przy tym odległości między otworami mierzone w płaszczyźnie przekroju. Zasoby wydzielanych na przekroju rodzajów i gatunków kopaliny oraz zakwalifikowane do różnych grup i kategorii oblicza się oddzielnie. Metoda przekrojów umożliwia także klasyfikację zasobów ekstrapolowanych poniżej głębokości, do jakiej złożo zostało rozpoznane (rys. 4.14).

Metoda przekrojów jest szczególnie dogodna do obliczania zasobów złóż eksploatowanych sposobem odkrywkowym. Przekroje prowadzone równoległe do przewidywanego frontu eksploatacji pozwalają na obliczanie zasobów dowolnych części złoża i nakładu przewidzianych do wybierania, np. w różnych okresach, i określania tzw. kalendarzowego planu wydobywania.

5.4.7. Metoda okręgów

Metoda opiera się na przekonaniu, że złożo:

- występuje w otoczeniu każdego otworu wiertniczego, w którym obecność jego została stwierdzona,
- prawdopodobieństwo występowania złoża maleje w miarę oddalania się od tego otworu.



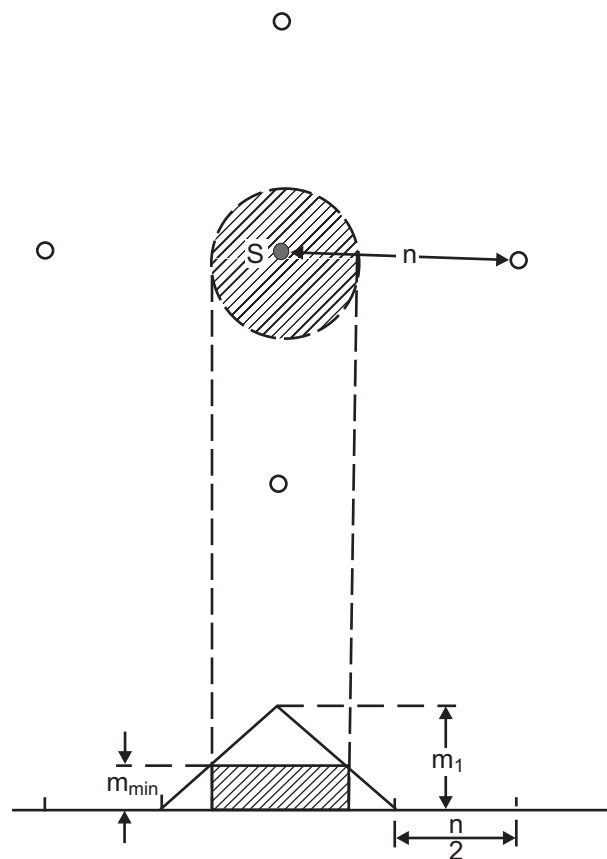
Rys. 5.27. Klasyfikacja zasobów w przekroju

1 – kategoria B, 2 – kategoria C₁, 3 – kategoria C₂; a – bilansowe, b – pozabilansowej 4 – skały otaczające,
5 – granice złoża pewne, 6 – granice złoża interpolowane, 7 – dolna granica ekstrapolacji, 8 – otwory rozpoznawcze

W związku z tym wokół każdego otworu można wyznaczyć okręgi o określonym promieniu, w obrębie których zasoby złoża mogą być uznane za istniejące z różną wiarygodnością i odpowiednio do niej sklasyfikowane (rys. 4.12). Metoda ta nadaje się do szacowania zasobów w przypadku, gdy brak dostatecznych podstaw dla wyznaczenia granic złóż. Jest zatem przydatna dla szacowania zasobów złóż gniazdowych. W przypadku blisko występujących otworów, w których obecność złoża została stwierdzona, obwiednia zachodzących na siebie lub blisko położonych okręgów wyznacza umowne granice większych gniazd.

Jeśli występuje autokorelacja parametrów złoża, promienie okręgów wyznacza się na podstawie jej zasięgu (zasięgu semiwariogramów). Zasoby kwalifikuje się w różnych kategoriach w zależności od błędów ich oszacowania (błędów krigingu). Jeśli brak podstaw dla stwierdzenia autokorelacji promienie okręgów wyznacza się albo jako 1/2 odległości zalecanych między punktami rozpoznania złoża (tab. 2.3), albo w przypadku odosobnionych punktów stwierdzenia złoża w sposób przedstawiony na rysunku 5.28.

W złożach rud Zn-Pb stwierdzono występowanie ciągów gniazd rudnych o wymiarach do około 60 m w rzucie na płaszczyznę poziomą. Na tej podstawie przyjęto zasadę wyznaczania wokół każdego otworu rozpoznawczego, w którym stwierdzono obecność złoża wyznaczanie okręgów o promieniu 30 i 60 m. W obszarze do 30 m wokół otworu zasoby klasyfikowane są w kategorii C₁, a w odległości od 30 do 60 m w kategorii C₂ (rys. 4.12).



Rys. 5.28. Wyznaczanie okręgu w otoczeniu odosobnionego punktu stwierdzenia złoża

5.4.8. Obliczanie zasobów na podstawie współczynnika zasobności i statystyki wydobywania

W przypadku złóż bardzo nieregularnych, w których kopalina tworzy skupienia rozproszone, oszacowanie zasobów opisanymi metodami może być bardzo utrudnione lub wręcz niemożliwe ze względu na nieliczne dane. Często ograniczamy się wówczas do podania zasobów przewidywanych na podstawie współczynnika zasobności (rudności). Zasoby szacowane w ten sposób wynoszą:

$$Q = F_o \cdot K \quad (5.49)$$

gdzie: F_o – przewidywana powierzchnia obszaru występowania złoża,
 K – współczynnik zasobności (rudności).

Sposób ten stosuje się także do oceny zasobów perspektywicznych, np. złóż węgla na podstawie współczynnika węglizasobności, który równa się sumie miąższości pokładów węgla w profilu serii węglonośnej.

$$Q_{pr} = k_w F_w \quad (5.50)$$

gdzie: k_w – współczynnik węglizasobności,
 F_w – obszar występowania węglonośnej formacji produktywnej.

Zasoby obliczone na podstawie współczynnika zasobności wymagają uściślenia i korekty, którą przeprowadza się, albo gdy dysponuje się wynikami bardziej szczegółowego rozpoznania, w szczególności wyrobiskami górnictwami, albo na podstawie wyników eksploatacji. Na podstawie wyników eksploatacji określa się uzysk składnika użytecznego z jednostki powierzchni złoża lub jednostki objętości i na podstawie oszacowanej w ten sposób produktywności złoża koryguje wcześniejsze oszacowania zasobów na podstawie współczynnika zasobności. Zasoby pozostałej części złoża, nie objętej jeszcze eksploatacją, ocenia się na podstawie produktywności w części wyeksploatowanej. Do obliczeń musimy znać powierzchnię rozprzestrzenienia złoża jeszcze nie objętego eksploatacją (F_o).

Bursztyn w Zatoce Gdańskiej występuje w osadach holocenijskich morza litorinowego, które stanowią wyraźny poziom stratygraficzny. Bursztynonośność serii złożowej jest nierównomierna w profilu i w poziomie. Złożowe nagromadzenia bursztynu pojawiają się gniazdowo. Właściwa ocena bursztynonośności jest możliwa tylko na podstawie dużych prób urobkowych. Utwory serii złożowej, jej nadkładu i występujące poniżej jej spągu są słabo związane, silnie zawadzone. Ocena bursztynonośności realizowana jest za pomocą otworów hydraulicznych, które zarazem są otworami wydobywczymi. Zasoby złoża powinny być szacowane za pomocą formuły:

$$Q_z = 0,075 \frac{n_b}{N} F q_{sr} - Q_w \quad (5.51)$$

gdzie: N – liczba wykonanych otworów,
 n_b – liczba otworów, w których stwierdzono obecność bursztynu w ilości spełniającej kryteria nagromadzeń złożowych (kryteria bilansowości),
 F – powierzchnia obszaru występowania utworów potencjalnie bursztynonośnych,
 q_{sr} – średnia wydajność bursztynu w otworach, w których stwierdzono jego obecność [g/m²],
 Q_w – wyeksploatowane zasoby bursztynu; współczynnik 0,075 określony jest na podstawie geometrii przestrzeni eksploatowanej przez otwór hydrauliczny (Nieć, red. 2010).

W przypadku złóż bardzo zmiennych, w których składnik użyteczny rozmieszczony jest gniazdowo, stosowane jest szacowanie zasobów na podstawie wyników ich eksploatacji

i statystyki wydobywania. Określa się objętość wyeksploatowanej części złoża i ilość uzyskanego składnika użytecznego. Metodę tę stosuje się do oceny zasobów złóż bardzo małych żyłowych, gniazdowych i sztokwerkowych, ze skrajnie nierównomiernie rozmieszczonym składnikiem użytecznym, oraz gdy o jakości surowca decydują rozmiary wydobywanych skupień minerałów użytecznych, jak np. w złożach kamieni szlachetnych, kryształu górskiego, muskowitu. Rozpoznanie tych złóż może być zrealizowane tylko za pomocą wyrobisk górniczych. W czasie ich wykonywania następuje już eksploatacja złoża. Umożliwia ona ocenę produktywności poszczególnych, niewielkich fragmentów złoża, odpowiadających objętością dużym próbom urobkowym pobranym z całego wyrobiska na pewnym odcinku w trakcie wykonywania wyrobisk górniczych lub na podstawie próbnej eksploatacji. Na podstawie tak uzyskanych danych ocenia się średnią produktywność udostępnionej części złoża i ocenia zasoby pozostałej nie wyeksploatowanej (Q_{pz}):

$$Q_{pz} = \frac{Q_e}{F_e} (F - F_e) \quad (5.52)$$

gdzie: Q_e – wyeksploatowana ilość kopaliny (składnika użytecznego),
 F_e – powierzchnia wyeksploatowanej części złoża,
 F – powierzchnia początkowa całego złoża.

Ulega ona korekcie w miarę napływu nowych informacji. Dokładność oceny jest tym większa im dłuższy jest okres eksploatacji złoża i z im większego obszaru uzyskano dane o produktywności. Konieczne jest też zwrócenie uwagi na mogące występować zróżnicowanie produktywności poszczególnych części złoża, o którego prawidłowościach może dostarczyć informacja eksploatacja prowadzona w dostatecznie długim okresie. Dla niektórych złóż żyłowych charakterystyczne jest zróżnicowanie produktywności wraz z głębokością.

Produktywność złoża, oszacowana na podstawie statystyki wydobywania, jest z reguły niższa od zasobności złoża, zostaje bowiem pomniejszona o straty kopaliny powstające w trakcie eksploatacji. W ten sposób zostają więc oszacowane od razu zasoby wydobywane (operatywne).

5.4.9. Wybór metody obliczania zasobów

Wybór metody obliczania zasobów zależy od szeregu czynników, spośród których decydujące znaczenie ma charakter zmienności parametrów złożowych, forma, rozmiary i budowa złoża, sposób jego rozpoznania oraz przewidywany sposób eksploatacji. Pewną rolę odgrywa także stopień rozpoznania złoża.

Zasoby złóż, których parametry są zmienne w sposób losowy, można obliczać w zasadzie tylko metodą średniej arytmetycznej, stosując co najwyżej podział na bloki (geologiczne lub górnicze). Dla złóż, których parametry zmieniają się nielosowo, właściwsze są metody przekrojów, izarytm i wieloboków oraz oparte na krigingu.

Często poszczególne parametry złoża charakteryzują się różną zmiennością. Zazwyczaj w sposób nielosowy bywa zróżnicowana miąższość, natomiast zmienność gęstości przestrzennej i zawartości składnika użytecznego bywa losowa lub prawidłowości ich zróżnicowania są tak słabo zaznaczone, że w praktyce można je zaniedbać: W przypadkach takich wskazane jest obliczanie zasobów metodami kombinowanymi. Objętość złoża określa się wówczas metodą izarytm, przekrojów lub minibloków, a zasoby kopaliny lub składnika użytecznego uzyskujemy mnożąc ją odpowiednio przez średnią gęstość przestrzenną i średnią zawartość składnika użytecznego.

Najbardziej uniwersalną jest metoda przekrojów, ponieważ może być stosowana dla wszystkich złóż niezależnie od ich formy, rozmiarów, budowy i ułożenia. W odniesieniu do

Tabela 5.9
Metody obliczania zasobów

Kopaliny	Forma złoża	Sposób eksploatacji	Metody szacowania zasobów		
			stosowane i zalecane	stosowane, niezalecane	rzadziej stosowane
Węgiel kamienny	pokładowe	podziemna	bloków		węglizasobności (w kat. D i C2)
Węgiel brunatny	pokładowe	odkrywkowa	bloków, minibloków	trójkątów, wieloboków	przekrojów, izolinii
Rudy miedzi	stratoidalne	podziemna	bloków	wieloboków	
Rudy Zn-Pb	stratoidalne, stratoidalno-gniazdowe	podziemna	bloków, okręgów	wieloboków	rudonośności
Siarka rodzima	pokładowe-stratoidalne	otworowa	bloków, wieloboków		
Baryt	żyłowe	podziemna	bloków		
Sól kamienna	pokładowe	podziemna	bloków	wieloboków	
	wysadowe	otworowa	wieloboków		
Kruszywo naturalne żwirowo-piaskowe	pokładowe, soczewowe	odkrywkowa	przekrojów, minibloków, bloków	wieloboków	izarytm
Piaski przemysłowe	pokładowe	odkrywkowa	przekrojów, minibloków	wieloboków	
Kamienie budowlane i drogowe	masywowe, rzadziej pokładowe	odkrywkowa	przekrojów, bloków	wieloboków	przekrojów poziomych
Wapień, dolomity	masywowe, pokładowe	odkrywkowa	przekrojów, bloków	wieloboków	przekrojów poziomych
Ilaste	pokładowe	odkrywkowa	bloków, przekrojów	wieloboków	
Bursztyn	gniazdowe, pokładowo-gniazdowe	otworowa (hydrauliczna)	zasobności (bursztynonośności), bloków		wieloboków

złóż nachylonych, o dużej miąższości oraz złóż sfałdowanych jest to niejednokrotnie jedyna metoda, jaką można zastosować. Mniej dogodne jest jej stosowanie w odniesieniu do złóż poziomych, zwłaszcza o małej miąższości, trudnej do przedstawienia na przekroju. W tych przypadkach lepsza jest metoda średniej arytmetycznej z podziałem na bloki.

Do obliczania zasobów złóż soczewowych najlepiej nadaje się metoda izarytm. Nie należy natomiast w tym przypadku stosować metody średniej arytmetycznej, gdyż wynik byłby obciążony błędem systematycznym. Metodę izarytm można też stosować do obliczania zasobów złóż pokładowych czy żyłowych, jeśli tylko miąższość bądź zasobność złoża są dostatecznie zróżnicowane. Metoda ta nie nadaje się do obliczania zasobów złóż kominowych.

Sposób rozpoznania złoża zależy w dużym stopniu od omówionych cech geologicznych, decyduje więc pośrednio o metodzie obliczania zasobów. Przy liniowym rozmieszczeniu punktów rozpoznawczych najdogodniejsza jest metoda przekrojów. Układ sieciowy wyrobisk umożliwia prowadzenie przekrojów w dwu kierunkach, stwarza więc warunki dla kontroli obliczeń przy użyciu tej samej metody. Gdy układ punktów rozpoznania jest nieregularny i zastosowanie metody przekrojów nastęrcza trudności, stosuje się metodę izarytm lub średniej arytmetycznej z podziałem na bloki.

Jeśli złożo zostało rozpoznane siecią wyrobisk górniczych odsłaniających złożo na całą miąższość, zasoby oblicza się najczęściej metodą średniej arytmetycznej z podziałem na bloki górnicze. Zasoby złóż o znacznej miąższości, rozpoznanych wyrobiskami górniczymi na kilku poziomach, oblicza się metodą przekrojów na podstawie przekrojów poziomych.

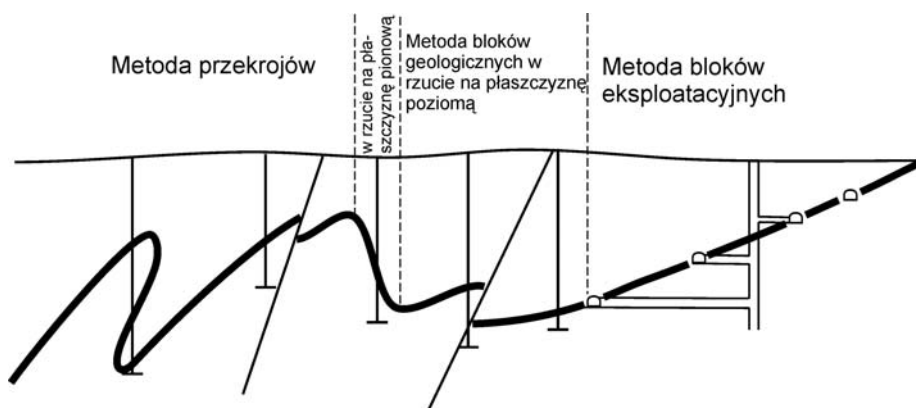
Bardzo ważnym, a nieraz decydującym kryterium wyboru metody obliczeń jest przewidywany sposób eksploatacji złoża. Sposób obliczania zasobów powinien być tak dobrany, aby w trakcie projektowania kopalni bez trudu można było obliczać zasoby poszczególnych jej części, poziomów, pięter, czy nawet pól eksploatacyjnych. Jest to szczególnie ważne przy obliczaniu zasobów w wyższych kategoriach B i A, na których zasadniczo opiera się projekt. Uniwersalną w tym przypadku jest metoda średniej arytmetycznej. Podział na bloki geologiczne jednocześnie wskazuje projektantowi części złoża różniące się cechami geologicznymi. W fazie rozcinania złoża wyrobiskami górniczymi podział na bloki górnicze jest już ściśle uzależniony od sposobu zagospodarowania złoża i przewidywanego systemu eksploatacji. W złożach o dużej miąższości, eksploatowanych systemami komorowymi, lub gdy ma być prowadzona eksploatacja selektywna, nieodzowne jest użycie do obliczeń metody przekrojów, jednocześnie bowiem zostaje pokazane rozmieszczenie zasobów w przestrzeni, co ułatwia projektowanie sposobu ich udostępniania i przygotowania do eksploatacji. Metoda przekrojów jest również dogodna przy obliczaniu zasobów złóż eksploatowanych odkrywkowo, na co zwrócono już uwagę przy omawianiu tej metody.

Całkowicie niedogodną z punktu widzenia projektowania eksploatacji odkrywkowej lub podziemnej jest metoda wieloboków. Dzieli ona złożo w sposób sztuczny i daje fałszywy obraz rozmieszczenia części bogatych i ubogich. Utrudnia również rozliczanie zasobów częściowo wyeksploatowanych. Można ją wykorzystać jedynie do obliczania zasobów pól eksploatacyjnych kopalń otworowych. Wielobok wyznaczony wokół każdego otworu wydo-

bywczego wykorzystuje się wówczas do obliczenia zasobów, które powinny być teoretycznie wyeksploatowane przez dany otwór.

Pewien wpływ na wybór metody obliczania zasobów ma stopień rozpoznania złoża. W początkowym stadium badania w kategorii C_2 , gdy złożo zostaje zbadane w nielicznych punktach, trudno jest sprecyzować pogląd na jego budowę. Stosuje się wówczas najprostsze metody obliczeń, np. średniej arytmetycznej, lub jeśli występuje wyraźne obszarowe zróżnicowanie jego parametrów, metodę bloków lub izarytm. Stosowanie metody przekrojów jest zwykle utrudnione ze względu na nieregularność rozmieszczenia punktów rozpoznawczych. Rozpoznanie złoża w kategorii C_1 lub B nie ma wpływu na wybór metody obliczania zasobów. Rozpoznanie w kategorii A, z reguły opierające się na wyrobiskach górniczych, umożliwia stosowanie metody średniej arytmetycznej z podziałem na bloki górnicze. W przypadku złóż bardzo zmiennych (III grupy) sytuacja taka występuje już w kategorii B.

Często zdarza się, że poszczególne części złoża odznaczają się różną budową lub zostały w różny sposób lub w różnym stopniu rozpoznane. Do obliczania zasobów takich złóż, jeśli to jest konieczne, można stosować kombinacje kilku metod, np. zasoby pokładu węgla, który w części obszaru górniczego jest nachylony pod stałym kątem, a w części jest sfałdowany, można obliczać następująco: w części rozciętej wyrobiskami górniczymi metodą średniej arytmetycznej z podziałem na bloki eksploatacyjne, w części rozpoznanej tylko otworami wiertniczymi metodą bloków geologicznych jeśli pokład jest nachylony pod stałym kątem, a metodą przekrojów, jeśli jest sfałdowany (rys. 5.29).



Rys. 5.29. Wybór metody obliczania zasobów

Spośród omówionych metod obliczania zasobów najszersze zastosowanie powinny mieć metody: średniej arytmetycznej z podziałem na bloki i przekrojów; szczególnie metoda przekrojów, zmusza ona bowiem geologa do przemyślenia koncepcji budowy złoża.

W przypadku każdej z metod możliwe jest zastosowanie krigingu jeśli tylko zmienność parametrów złożowych – w szczególności zasobności – może być opisana za pomocą semi-wariogramu z wyraźnie zaznaczonym nielosowym składnikiem zmienności. Muszą być jednak spełnione wówczas warunki wymienione w rozdz. 5.2.2.

5.5. Obliczanie zasobów pierwiastków śladowych i rzadkich

Obliczanie zasobów pierwiastków śladowych i rzadkich, nie tworzących samodzielnych minerałów i koncentracji złożowych, wymaga często stosowania odrębnych metod. Zwykle dysponuje się nielicznymi oznaczeniami ich zawartości w kopalinie ze względu na znikome ich ilości i związane z tym trudności analityczne oraz ze względu na wysokie z reguły koszty ich oznaczania. Zwykle pierwiastki te są odzyskiwane dopiero w trakcie przeróbki hutniczej z koncentratów minerałów użytecznych. Ich zasoby uznawane są za kwalifikujące się do wykorzystania (bilansowe) tylko jednocześnie z zasobami głównego składnika użytecznego, z którym współwystępują. Za pozabilansową można uznać ich koncentrację nie tylko w rudzie pozabilansowej, ale także w minerałach płonnych przechodzących do odpadów, z których ich odzysk jest przeważnie nieopłacalny. Zasoby pierwiastków śladowych oblicza się dwoma metodami nazwanymi umownie: mineralogiczną i korelacyjną.

Metodę mineralogiczną stosuje się w złożach, w których składnik główny występuje w znacznym rozproszeniu, w związku z czym wykrycie pierwiastków śladowych i wiarygodne oznaczenie ich zawartości na podstawie próbek bezpośrednio pobranych ze złoża jest praktycznie niemożliwe. Dla przeprowadzenia prac analitycznych konieczne jest dysponowanie bądź koncentratem minerałów użytecznych, bądź czystym minerałem. Koncentrat lub wypreparowany czysty minerał uzyskuje się w warunkach laboratoryjnych zwykle z próbek pobranych w złożu, które łączy się po kilka, żeby uzyskać większą ilość materiału do badań. Wyniki analiz dotyczą zatem pewnych części złoża. Przy łączeniu próbek należy zwracać uwagę, aby reprezentowały ten sam typ rudy.

Dysponując danymi o zawartości pierwiastka śladowego w koncentracie lub czystym mineralu można ocenić jego zawartość w złożu i oszacować zasoby według wzoru:

$$Q_{sl} = \frac{100 Q_g P_{sl}}{P_{gk}} \quad (5.53)$$

lub

$$Q_{sl} = \frac{100 Q_g b_g}{a_g} \cdot p_{gsl} \quad (5.54)$$

gdzie: Q_g – zasoby głównego składnika użytecznego, tworzącego minerał, w którym występuje dany pierwiastek śladowy,

b_g – masa drobinowa tego minerału,

a_s – masa atomowa składnika głównego,

p_{sl} – zawartość pierwiastka śladowego w koncentracie [g/t],

p_{gk} – zawartość składnika głównego w koncentracie,

p_{gsl} – zawartość składnika śladowego w mineralu tworzonym przez składnik główny.

Jeśli składnik śladowy występuje w kilku minerałach do określenia jego zawartości w każdym musimy dysponować oznaczeniami jego zawartości w tylu próbkach koncentratu w ilu minerałach on występuje. Teoretycznie można te zawartości wyliczyć. Przykładowo w przypadku trzech minerałów:

$$\left. \begin{aligned} a_1x + b_1y + c_1z &= 100p_1 \\ a_2x + b_2y + c_2z &= 100p_2 \\ a_3x + b_3y + c_3z &= 100p_3 \end{aligned} \right\} \quad (5.55)$$

gdzie: a, b, c – zawartości minerałów w poszczególnych próbkach koncentratu (1,2,3),
 p – zawartości pierwiastka śladowego w koncentracie,
 x, y, z – poszukiwane zawartości tego pierwiastka w minerałach.

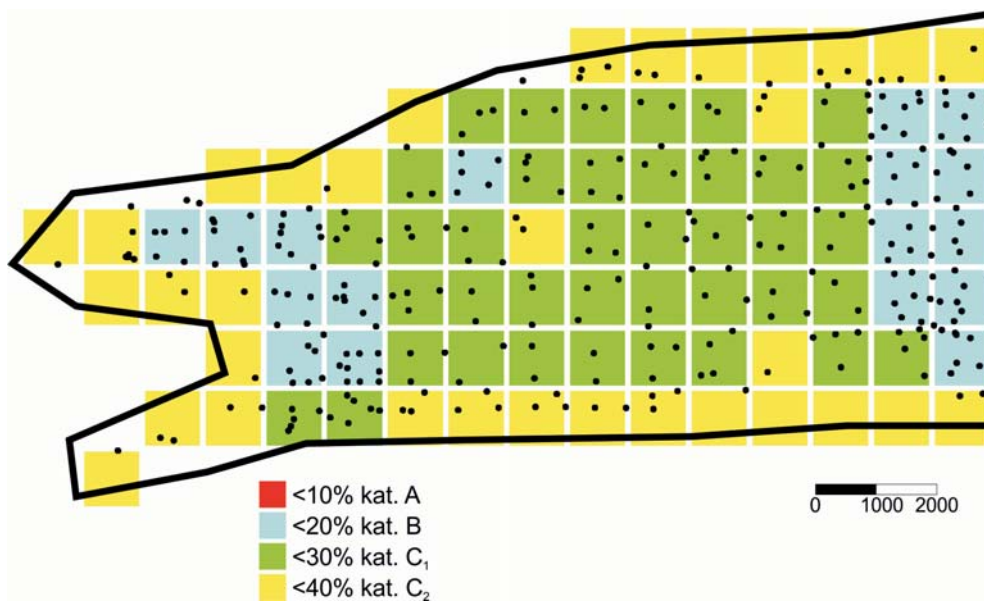
Zawartości pierwiastków śladowych w poszczególnych minerałach są wielkościami zmiennymi. Dla poprawnego oszacowania ich przeciętnych zawartości powinno się dysponować dostatecznie dużą liczbą analiz koncentratu, która pozwoli na oszacowanie ich średnich zawartości.

Metoda korelacyjna stosowana jest, gdy oznaczenie zawartości składników śladowych bezpośrednio w próbkach kopaliny nie następuje z trudności i jest ona uzależniona od zawartości jej składników głównych. Wykorzystuje się tę zależność do określania ich zawartości i zasobów. Podstawą metody jest określenie funkcji opisującej współzależność zawartości rozpatrywanych składników: głównego (x) i śladowego (y), to jest funkcji regresji. W wielu złożach zawartości tych składników mają rozkład logarytmnormalny i wówczas obserwuje się korelacje między logarytmami ich zawartości.

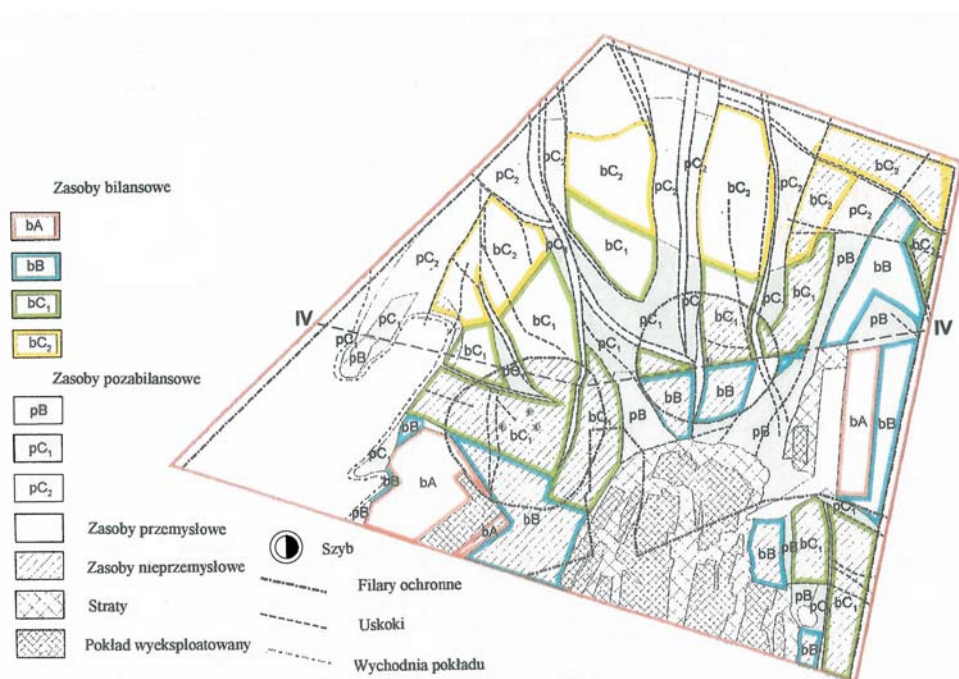
Dla najprostszego przypadku współzależności prostoliniowej ($y = ax + b$), po odpowiednich przekształceniach uwzględniających, że średnia zawartość składnika śladowego wynosi $Q_y = \bar{y} \cdot Q_r$ oraz średnia zawartość składnika głównego $\bar{x} = Q_x / Q_r$, zasoby składnika śladowego wynoszą:

$$Q_y = a \cdot Q_x + b \cdot Q_r \quad (5.56)$$

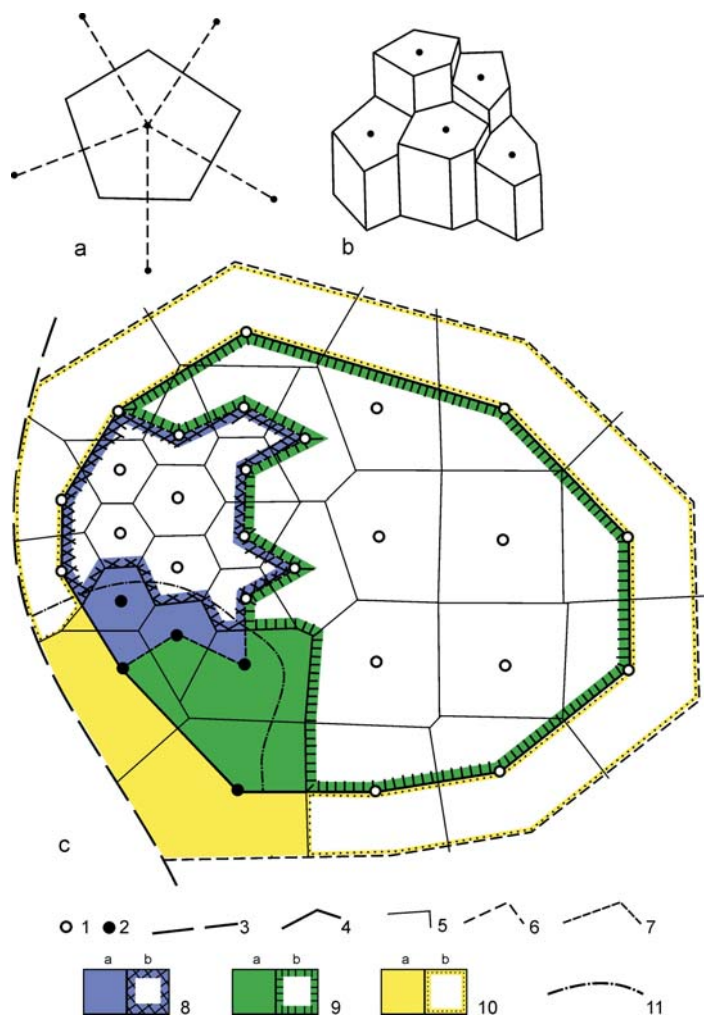
gdzie: Q_r – zasoby rudy,
 Q_x, Q_y – zasoby składnika głównego i śladowego.



Rys. 5.6. Kategoryzacja zasobów złoża węgla brunatnego obliczonych metodą kringingu blokowego na podstawie oszacowanych jego błędów. Punktami zaznaczono otwory wiertnicze



Rys. 5.12. Klasyfikacja zasobów pokładu węgla kamiennego. Kopalnia J-M, pokład 505/1 (dla przejrzystości rysunku pominięto wyrobiska górnicze i otwory wiertnicze)



Rys. 5.16. Obliczanie zasobów metodą wieloboków

a – zasada konstrukcji wieloboku, b – geometryzacja złoża, c – mapa obliczenia zasobów; 1 – otwory wiertnicze stwierdzające złożo uznane za bilansowe, 2 – otwory wiertnicze stwierdzające złożo uznane za pozabilansowe, 3 – wychodnia złoża, 4 – kontur „wewnętrzny” obszaru obliczenia zasobów, 5 – granice wieloboków, 6 – kontur zewnętrzny obliczenia zasobów (umowna, sztuczna „granica” złoża), 7 – kontur obszaru (i zasobów) rozpoznanego w kategorii B, 8 – zasoby w kategorii B, 9 – zasoby w kategorii C₁, 10 – zasoby w kategorii C₂, a – zasoby bilansowe, b – zasoby pozabilansowe, 11 – granica złoża bilansowego wyznaczona metodą interpolacji



DOKŁADNOŚĆ ROZPOZNAWANIA ZŁÓŻ I SZACOWANIA ZASOBÓW

6.1. Źródła i rodzaje błędów w szacowaniu zasobów

Poprawność oszacowania zasobów jest ściśle związana z poprawnością opracowania całej dokumentacji geologicznej złoża, a zatem podstawowych danych obserwacyjnych i pomiarowych i sposobu ich interpretacji w postaci modelu złoża przedstawianego na mapach i przekrojach. Popełniane mogą być przy tym błędy subiektywne zależne od wiedzy, umiejętności (a także uczciwości) dokumentatora oraz obiektywne, na których wielkość dokumentator nie ma wpływu, a jedynie może stwierdzić ich istnienie i w niektórych przypadkach ocenić ich możliwą wielkość (tab. 6.1).

Wynik obliczenia zasobów, chociaż najskrupulatniej wykonanego, jest zatem obciążony zawsze pewnym błędem obiektywnym, wynikającym z ograniczonej ilości i jakości informacji, jakimi dysponuje się dla przeprowadzenia obliczeń. Błędy te powodują, że rzeczywiste zasoby złoża różnią się od obliczonych. Różnicę tę można określić dopiero po wyeksploatowaniu złoża, czyli po uzyskaniu o nim pełnej informacji. Posługując się metodami statystyki matematycznej lub geostatystyki można jedynie wyznaczyć z pewnym prawdopodobieństwem granice, w jakich może zawierać się popełniony błąd oszacowania zasobów. Maksymalny możliwy błąd oszacowania określany jako **dokładność oszacowania** wyrażany jest zwykle w procentach oszacowanych zasobów.

W obliczaniu zasobów popełniane mogą być:

- pomyłki rachunkowe,
- błędy pomiarowe (systematyczne i przypadkowe),
- błędy „ideowe”: reprezentatywności danych, geometryzacji i interpretacji.

Spotykane są też błędy spowodowane nieumiejętną interpretacją danych, świadczące o braku znajomości geologii złóż, niedostatkach podstawowej wiedzy geologicznej lub braku umiejętności jej wykorzystania.

Pomyłki rachunkowe (często są to „błędy grube”), polegające na błędnym podaniu informacji, np. błędnym wpisaniu danych, błędnym wykonaniu obliczeń itp. zwykle są

Tabela 6.1

Rodzaje błędów popełnianych przy dokumentowaniu złóż (Nieć 2011)

Rodzaje błędów		Jawne – subiektywne	Niejawne – obiektywne
Obserwacyjno- -pomiarowe	obserwacji	nieumiejętne, błędne lub fałszywe wyróżnienie i identyfikacja opisywanych utworów	zły stan lub trudna dostępność obiektu obserwacji (np. niski uzysk rdzenia w otworze, zły stan odsłonięć itp.)
	pomiarów	nieumiejętny pomiar, wadliwe urządzenie pomiarowe lub metoda pomiaru	przypadkowe i systematyczne błędy pomiaru
Reprezentatywności		źle zaprojektowane rozpoznanie złoża	większa zmienność złoża (parametrów złoża) niż oczekiwana
Geometryzacji		źle zinterpretowana informacja podstawowa na przekrojach i mapach, źle dobrana metoda obliczenia zasobów	nie dające się wcześniej przewidzieć cechy budowy geologicznej złoża
Interpretacji		źle dobrany model złoża, niezgodnie z istniejącymi danymi	
Ignorancji		błędny model złoża, niezgodny z zasadami wiedzy geologicznej	

niezamierzone. Należy jednak pamiętać, że można się spotkać także ze świadomymi fałszerstwami. Wykrycie pomyłek nie następuje zwykle trudności, jeśli powodują pojawienie się wartości znacznie różniących się od oczekiwanych, łatwych do zauważenia w trakcie przeglądania listy danych lub wyników obliczeń. Wykrycie błędów rachunkowych jest też możliwe przez wykonanie obliczeń kontrolnych. W przypadku obliczeń komputerowych w zasadzie pomyłki rachunkowe nie powinny występować, o ile dane do obliczeń są prawidłowe i zostały prawidłowo wprowadzone. Zdarzają się jednak błędy oprogramowania. W przypadku stosowania metod geostatystycznych (krigingu) poważne błędy mogą wystąpić w przypadku niewłaściwego doboru modelu wariogramu stanowiącego podstawę dla obliczeń, wyliczeń wag kringingu. Najczęstszym błędem jest automatyczny dobór modelu semiwariogramu (oferowany przez oprogramowania komputerowe) bez sprawdzenia wizualnego jego zgodności z danymi empirycznymi.

W obliczaniu zasobów wykonanym poprawnie pod względem rachunkowym występują cztery źródła błędów oszacowania ich wielkości:

- „techniczne” pomiaru parametrów złoża,
- reprezentacyjności rozpoznania, wynikający z naturalnej zmienności złoża i ograniczonej możliwości jego pełnego zbadania,
- geometryzacji złoża (wyboru metody obliczenia zasobów i sposobu realizacji obliczeń),
- interpretacji budowy złoża.

Są to błędy przypadkowe i systematyczne (tab. 6.2).

Tabela 6.2
Źródła błędów w obliczaniu zasobów

Parametr	Błędy	
	przypadkowe	systematyczne
Powierzchnia F	wyznaczenie granic na mapie, pomiar (do kilku %)	interpretacji położenia granic (geometryzacji)
Mięszczość m	miar (do kilku %), interpretacja danych z otworów wiertniczych (przy niepełnym uzysku rdzenia) – do ok. 10% wyznaczanie na podstawie danych geofizycznych	interpretacji danych z otworów wiertniczych (przy niepełnym, selektywnym uzysku rdzenia) niewłaściwa interpretacja na podstawie danych geofizycznych
Gęstość przestrzenna γ_0	miar (do kilku %)	zróznicowanie w zależności od składu mineralnego (do 20%), selektywne opróbowanie do badań, małe próbki (do 20%)
Zawartość składnika użytecznego P	niestaranne pobranie próbek, niestaranne przygotowanie próbek do analizy, złe dobrany schemat przygotowania analizy (do kilku %)	niewłaściwa metodyka opróbowania, selektywne wykruszanie składników, niewłaściwa metodyka analizy
Zasobność Q	błędy przypadkowe pomiaru parametrów złoża (F, m, γ_0, p)	błędy systematyczne pomiaru parametrów złoża (F, m, γ_0, p)
Zasoby Q	reprezentatywności danych (w tym przypadkowych błędów pomiaru parametrów złoża)	błędy systematyczne pomiaru parametrów złoża (F, m, γ_0, p) wybór metody obliczania zasobów (geometryzacji)

Wielkość błędów pomiarów parametrów złoża oraz możliwych błędów reprezentacyjności rozpoznania i geometryzacji można oszacować. Wielkość możliwych błędów interpretacji, jeśli nie są to błędy subiektywne dające się wyeliminować, nie może być oszacowana.

6.2. Błędy pomiaru parametrów złoża („techniczne”)

Błędy pomiarowe (techniczne) związane z pomiarem parametrów złożowych: powierzchni złoża, jego mięszczości, gęstości przestrzennej kopaliny, zawartości składników użytecznych. Powstają one w wyniku:

- niedoskonałości urządzeń pomiarowych,
- małej staranności wykonania pomiaru,
- trudnych warunków wykonania pomiaru, uniemożliwiających uzyskanie w pełni prawidłowego jego wyniku.

Mogą to być błędy systematyczne i przypadkowe.

Błąd przypadkowy (losowy) powstaje z przyczyn losowych. Różnica między pomierzoną (U_m) a rzeczywistą (U_r) wartością parametru jest zmienną losową. Charakteryzuje się tym, że jej średnia wartość powinna wynosić 0, a prawdopodobieństwo popełniania błędu dodatniego ($\varepsilon > 0$) i ujemnego ($\varepsilon < 0$) są jednakowe. W praktyce oznacza to, że w przypadku dużej liczby pomiarów odchylenia dodatnie i ujemne wartości pomierzonej od rzeczywistej wzajemnie się kompensują. Ponieważ wartość U_r jest nieznana, w praktyce do oceny błędów wykorzystuje się wyniki pomiarów kontrolnych (U_k) i za miarę błędu przyjmuje się różnicę wartości pomierzonych (U_r) i kontrolnych (U_k). Różnorodność przyczyn losowych powoduje, że wielkość błędu przypadkowego, zgodnie z prawem Gaussa, ma rozkład normalny. Dokładność pomiarów zależną od błędów przypadkowych, określa się bądź za pomocą średniego odchylenia bezwzględnego $\left(\bar{\delta} = \frac{\sum |U_r - U_k|}{n} \right)$, bądź częściej średniego odchy-

$$\text{lenia kwadratowego}^8: S_{\Delta} = \sqrt{\frac{\sum (U_r - U_k)^2}{2n}}$$

Jest to dokładność bezwzględna. W stosunku do średniej wartości mierzonego parametru określana jest dokładność względna, wyrażona w procentach wartości średniej (średniej arytmetycznej) mierzonego parametru.

Błędy systematyczne charakteryzują się stałą wielkością różnicy między mierzoną wartością danego parametru a jej rzeczywistą wielkością lub stałością stosunku obu tych wielkości. Średnią wielkość błędu systematycznego można określić na podstawie pomiarów kontrolnych. O jego występowaniu wnioskuje się na podstawie różnic między wartościami wyników pomiarów kontrolowanych i kontrolnych. Istotność różnicy bada się za pomocą odpowiednich testów statystycznych przedstawionych w aneksie.

Stwierdzone błędy systematyczne mogą być wyeliminowane przez wprowadzenie odpowiednich poprawek korygujących dane pomiarowe. Wpływ błędów systematycznych na wynik obliczenia zasobów, jeśli tylko zostaną one wykryte, można usunąć – przynajmniej częściowo – przez zastosowanie współczynników korygujących (poprawczych):

$$Q_{SK} = \frac{\bar{U}_W}{\bar{U}_{bl}} Q_O \quad (6.1)$$

gdzie: U_W – średnia wielkość parametru nieobciążona błędem systematycznym,

U_{bl} – średnia wielkość tego parametru obciążona tym błędem.

Wykrycie błędów systematycznych może być jednak utrudnione, gdy błędy przypadkowe są znaczne. Systematyczne różnice zostają wówczas ukryte w szerokim przedziale

⁸ Dla rozkładu normalnego między średnim odchyleniem bezwzględnym a kwadratowym istnieje zależność: $\bar{\delta} = 0,8S_{\Delta}$.

losowych odchyłeń. 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:

$$\frac{\left| \sum_{i=1}^n (U_i - U_{ki}) \right|}{\sum_{i=1}^n |U_i - U_{ki}|} < \frac{2,45}{\sqrt{n}} \quad (\text{dla } n > 9) \quad (6.2)$$

gdzie: U_i i U_{ki} – wartości parametru na podstawie pomiarów podstawowych i kontrolnych,
 n – liczba par pomiarów.

Miąższość złoża. W odsłonięciu naturalnym lub wyrobisku górniczym – jeśli strop i spąg złoża mogą być zidentyfikowane – miąższość złoża może być pomierzona bezpośrednio. Błąd takiego pomiaru wynosi od około 1 cm w przypadku miąższości mniejszej od 3 m do około 10 cm, gdy miąższość jest większa. Błąd może być jeszcze większy, gdy strop i spąg złoża nie zaznaczają się wyraźnie. Jeśli miąższość jest określana na podstawie wyników opróbowania, to dokładność jej wyznaczenia zależy od długości pobieranych próbek odcinkowych.

Dokładność określenia miąższości na podstawie rdzeni wiertniczych jest przeważnie mniejsza ze względu na niepełny uzysk rdzenia. Maksymalny błąd, jaki może być w tym przypadku popełniony wynosi:

$$\Delta_m = \frac{(100-a)l_a + (100-b)l_b}{100} \quad (6.3)$$

gdzie: a i b – uzysk rdzenia w marszach przecinających strop i spąg złoża,
 l_a i l_b – długości tych marszy.

Błąd ten można traktować jako przypadkowy i wobec tego jego wartość maksymalna, zgodnie z prawem Gaussa, powinna odpowiadać wartości $\pm 3S$ (z prawdopodobieństwem 99,9%). Dokładność określenia miąższości z prawdopodobieństwem 95% wynosi:

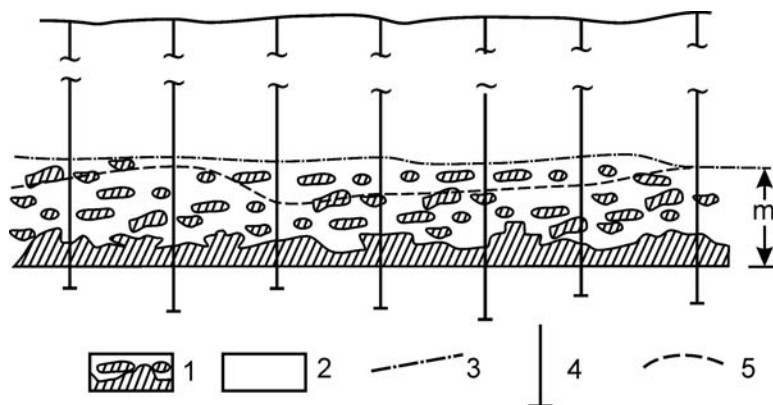
$$\varepsilon_m = \frac{2}{3} \Delta_m \quad (6.4)$$

Zależy ona zatem od długości marszów i uzysku rdzenia.

Błędy systematyczne w przypadku pomiaru miąższości występują rzadko. Dotyczą one przede wszystkim miąższości stref rudonośnych, gdy wyznaczenie ich granic w profilu

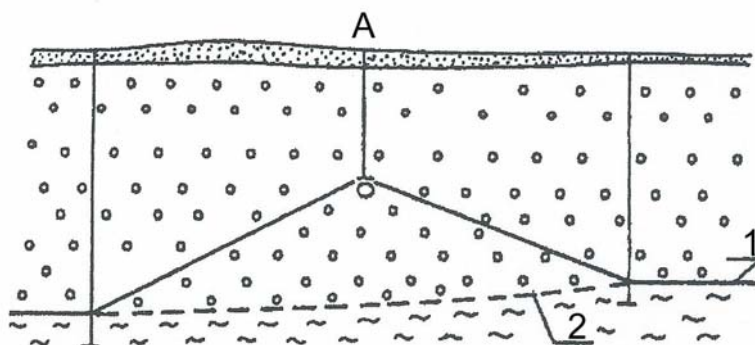
nastęcza trudności, a jedynych informacji dostarczają otwory wiertnicze (rys. 6.1). Ocena miąższości jest wówczas z reguły zaniżona.

Błędnie bywa interpretowana miąższość złoża w przypadku otworów niedowierconych do spągu (rys. 6.2).



Rys. 6.1. Warunki występowania błędu systematycznego oceny miąższości. Złoże fosforytów (wg Prokofiewa 1954)

1 – fosforyty, 2 – skały otaczające, 3 – właściwe położenie stropu złoża, 4 – otwory wiertnicze i błędnie interpretowana miąższość złoża w otworach, 5 – błędnie wyznaczony strop złoża



Rys. 6.2. Błąd interpretacji położenia spągu złoża kruszywa naturalnego piaskowo-żwirowego i interpretacji miąższości złoża w otworze niedowierconym (A); dane z tego otworu nie powinny być uwzględniane w obliczaniu zasobów

1 – interpretowane niepoprawnie położenie spągu złoża, 2 – interpretacja poprawna

Gęstość przestrzenna kopaliny. Pomiar gęstości przestrzennej kopaliny może być obarczony zarówno błędami przypadkowymi, jak i systematycznymi. Dokładność jej określenia z powodu błędów przypadkowych, popełnionych w trakcie pomiaru wynosi zwykle nie więcej niż $0,1 \text{ t/m}^3$. Większe są błędy systematyczne. Powstają one w przypadku zaniedbania zależności między gęstością przestrzenną a składem mineralnym lub porowatością. Ko-

nieczna jest w takich przypadkach ocena gęstości przestrzennej z uwzględnieniem takich zależności.

Szczególnie duże błędy systematyczne mogą powstać, gdy próbki są pobierane z rdzeni wiertniczych. W przypadku małego uzysku rdzenia lub jego rozkruszenia wydobywane są z otworu tylko najbardziej zwarte i niekawerniste fragmenty skały, z których można pobrać odpowiednie próbki do badań gęstości przestrzennej, natomiast słabo zwarte, kawerniste, porowate ulegają rozkruszeniu lub rozmyciu. Pobierane próbki w takich przypadkach będą niereprezentatywne, a gęstość przestrzenna może być zawyżona nawet o kilka dziesiątych t/m^3 .

Duże błędy systematyczne określenia gęstości przestrzennej mogą mieć miejsce także, gdy:

- pobierane są do badań zbyt małe próbki i nie uwzględnia się w ten sposób naturalnej szczelinowatości lub kawernistości skał, która ją obniża,
- w złożu występuje kilka typów lub odmian kopaliny różniących się gęstością przestrzenną; ich zasoby powinny być wówczas obliczane oddzielnie.

W złożach kruszywa naturalnego źródłem błędu w obliczeniu zasobów jest niekiedy przyjmowanie gęstości nasypowej. W zależności od stanu jego zagęszczenia może być ona niższa o 0,2–0,4 t/m^3 od gęstości przestrzennej w warunkach złożowych.

Zawartość składnika użytecznego. Zawartość składnika użytecznego jest parametrem, który może być obarczony błędem pochodzącym z kilku źródeł. Popołnione mogą być zarówno błędy systematyczne, jak i przypadkowe. Wynikają one ze sposobu pobierania próbki, przygotowania jej do analizy i samej analizy (tab. 6.3).

Tabela 6.3

Typowe źródła błędów opróbowania (Nieć 1990)

Etap prac	Błędy		
	przypadkowe	systematyczne	wynikające z pomyłek
Pobranie próbki ze złoża	niedokładne pobranie; rozrzut materiału, zanieczyszczenie	selektywne wykruszanie minerałów, wietrzenie	opróbowanie tendencyjne; pomyłki w 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	pomyłki w numeracji próbek; pomyłki w przeliczeniu wyników analiz

Różnorodność źródeł błędów powoduje, że wyniki oznaczeń zawartości składnika użytecznego powinny być poddawane stałej, systematycznej kontroli. Dotyczy ona pobierania próbek, przygotowania ich do analizy oraz samych prac analitycznych.

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 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 zawartości składnika użytecznego 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.

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 pobocznic rdzenia może być różny niż w jego wnętrzu. Dlatego nieprawidłowe może być pobieranie próbek przez odcięcie plastra rdzenia po cięciwie⁹.

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

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.

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.

⁹ 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 równoległe we wnętrzu rdzenia (Nieć 1976).

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 (zob. część III).

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 ε_p określenia zawartości składnika użytecznego składają się wszystkie wymienione błędy. Zgodnie z prawem sumowania błędów wynosi on:

$$\varepsilon_p = \sqrt{\varepsilon_b^2 + \varepsilon_o^2 + \varepsilon_a^2} \quad (6.6)$$

gdzie: ε_b , ε_o i ε_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:

$$\varepsilon_{pp} = \frac{\varepsilon_p}{\sqrt{n}} \quad (6.7)$$

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 wyniesienie około 1,5%.

Pomiar powierzchni złoża. Jeśli pomiar powierzchni dokonywany jest metodą planimetrowania, obciążony jest on błędami związanymi z lokalizacją punktów w terenie, naniesienia ich na mapę oraz powstającymi w trakcie planimetrowania.

Błąd lokalizacji punktów w terenie (ε_l) wynosi około 0,2 m. Pozostałe zależą od skali mapy. Błąd naniesienia na mapę wynosi około 0,5 mm, co w skali mapy odpowiada wielkości:

$$\varepsilon_n = 0,0005M \quad (6.8)$$

gdzie: M – mianownik skali.

Istotne znaczenie ma błąd samego pomiaru powierzchni. Określa się go empirycznie na podstawie serii powtarzanych pomiarów próbnych. Zależy przeważnie od wielkości mierzonej powierzchni:

$$\varepsilon_p = ka \quad (6.9)$$

gdzie: k – współczynnik proporcjonalności ustalony empirycznie,
 a – wymiary boku pola obliczeniowego o zarysie kwadratowym (w przybliżeniu można przyjąć $a = \sqrt{F}$).

Sumaryczny błąd pomiaru powierzchni wynosi:

$$\varepsilon_F = \sqrt{(2a\varepsilon_l)^2 + (2a\varepsilon_n)^2 + \varepsilon_p^2} \quad (6.10)$$

Błąd obliczenia powierzchni za pomocą paletki w postaci kwadratowej siatki punktów zależy od odległości między tymi punktami. Można go oszacować, gdy pomiar wykonywany jest przynajmniej dwukrotnie przy różnej orientacji paletki. Wynosi on:

$$\Delta_F = \frac{1}{2}(n_a + n_b)a^2 \quad (6.11)$$

gdzie: n_a, n_b – liczba punktów paletki w granicach złoża,
 a – odległość między tymi punktami w metrach (przeliczona stosownie do skali mapy).

Skomputeryzowane obliczanie powierzchni metodą rastrową pozwala na minimalizację popełnianego błędu dzięki możliwemu dużemu zagęszczeniu siatki punktów.

Obliczenie powierzchni metodą analityczną (Gaussa-L'Huiliera) na podstawie współrzędnych punktów wyznaczających kontur obszaru obliczeniowego pozwala na eliminację błędów pomiaru powierzchni. Może być on jedynie związany z błędami określenia tych współrzędnych lub z geometryzacją konturów krzywoliniowych za pomocą linii łamanej.

W praktyce różnice między wynikami obliczenia powierzchni na podstawie współrzędnych a uzyskanymi metodą planimetrowania wynoszą najczęściej do 1%, rzadziej do około 5%, ale mogą też być znaczne nawet do 10–14% w przypadku bardzo nieregularnych granic. Wielkość błędu pomiaru powierzchni złoża (o ile nie popełniono pomyłek) ma jednak drugorzędne znaczenie, gdyż zwykle niepewnością obarczona jest sama interpretacja położenia granic złoża. Błąd ten może być określony tylko w niektórych przypadkach za pomocą metod geostatystycznych przedstawionych w aneksie (rozd. A3.6).

Zasobność złoża nie jest bezpośrednio mierzona, lecz jest obliczana na podstawie pozostałych parametrów, od których funkcyjnie zależy. Dokładność jej określenia mierzona odchyleniem kwadratowym wynosi:

$$S_{\Delta q} = 0,01 \sqrt{(p\gamma_o S_{\Delta m})^2 + (m\gamma_o S_{\Delta p})^2 + (mp S_{\Delta \gamma_o})^2} \quad (6.12)$$

O wielkości błędów pomiaru parametrów złożowych można też wnioskować na podstawie ich semiwariogramów. Są one głównym składnikiem zmienności lokalnej charakteryzowanej przez parametr c_0 ($\sqrt{c_0}$, rys. 5.1), o ile nie występują zjawiska naturalne powodujące tę zmienność (np. efekt samorodków w złożach złota).

Całkowity błąd określenia zasobów wynikający z błędów przypadkowych, popełnianych przy pomiarze parametrów złoża, jest przeważnie niewielki. Błąd oceny zasobności w punkcie rozpoznawczym na ogół nie przekracza 10%, a średniej zasobności będzie mniejszy proporcjonalnie do liczby punktów rozpoznawczych. Popełniany z tego tytułu błąd oceny zasobów całego złoża, obliczanych metodą średniej arytmetycznej, nie przekroczy kilku procent.

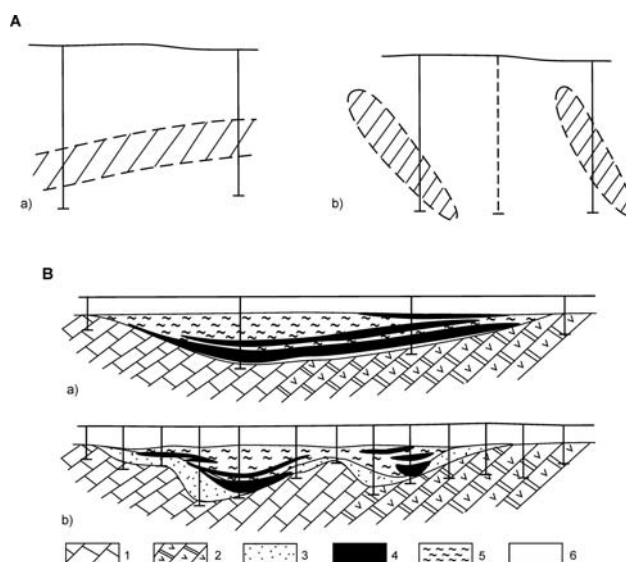
Parametry złoża: miąższość (m), gęstość przestrzenna kopaliny (γ_o), zawartość składnika użytecznego (p) są często wzajemnie skorelowane (najczęściej gęstość przestrzenna z zawartością składnika użytecznego w złożach rud). Nieuwzględnienie tego zjawiska powoduje zawyżenie oceny zasobów złoża rzędu kilku procent. Dlatego właściwe jest wówczas posługiwanie się w obliczaniu zasobów zasobnością ($q = m \cdot \gamma_o$ lub $q = m \cdot \gamma_o \cdot p$, jeśli obliczane są zasoby składnika użytecznego), jako podstawowym parametrem charakteryzującym złożo.

Błędy systematyczne związane głównie z oznaczeniem gęstości przestrzennej i zawartości składnika użytecznego mogą być większe niż losowe, ale ich wpływ można przynajmniej częściowo zniwelować za pomocą odpowiednich współczynników korygujących.

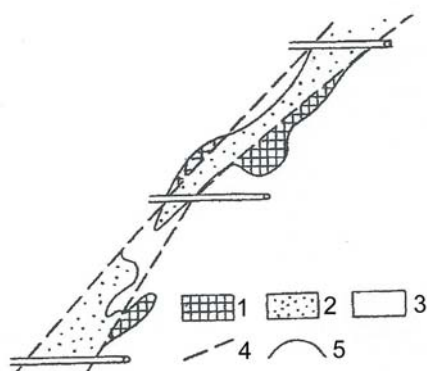
6.3. Błędy interpretacji i geometryzacji

Błędy te są ściśle ze sobą związane. Często budowę złoża interpretuje się przez analogię, tzn. przyjmuje się, że ma budowę podobną jak złoża tego typu wcześniej zbadane. Błędy z tego wynikające nazywa się błędami analogii. Szczególnie duże mogą być one w początkowych etapach rozpoznania złoża, gdy dysponuje się niewielką liczbą informacji o nim. Powoduje to niekiedy możliwość przedstawienia kilku wariantów interpretacji. Dalsze rozpoznanie dostarcza nowych danych, pozwalających na wybór jednego z nich. Zdarza się także, że musimy przyjąć inną koncepcję budowy złoża. Wielkość popełnionego błędu jest praktycznie nieznana, bowiem do czasu rozcięcia złoża wyrobiskami górniczymi przedstawiona koncepcja budowy złoża jest hipotezą. W złożach bardzo zmiennych nawet rozpoznanie górnicze może nie gwarantować właściwej interpretacji formy złoża (rys. 6.4).

Błąd ten będzie tym większy, im większa jest zmienność złoża. Zależy też od umiejętności i doświadczenia geologa przeprowadzającego interpretację. Jest szczególnie duży, jeśli interpretator spotyka się ze zjawiskami sobie nieznanymi lub niedającymi się przewidzieć na podstawie posiadanej wiedzy (rys. 6.3).



Rys. 6.3. Zmiana koncepcji budowy złoża w wyniku lepszego rozpoznania
 A – złoża rud tytanomagnetytu: a – interpretacja na podstawie wstępnego rozpoznania, b – interpretacja po rozpoznaniu uzupełniającym i górniczym; B – złoża boksytu: a – interpretacja na podstawie rozpoznania wstępnego, b – interpretacja po rozpoznaniu szczegółowym, 1 – wapień, 2 – dolomity, 3 – piaskowce, 4 – boksyty, 5 – iły, 6 – utwory czwartorzędowe

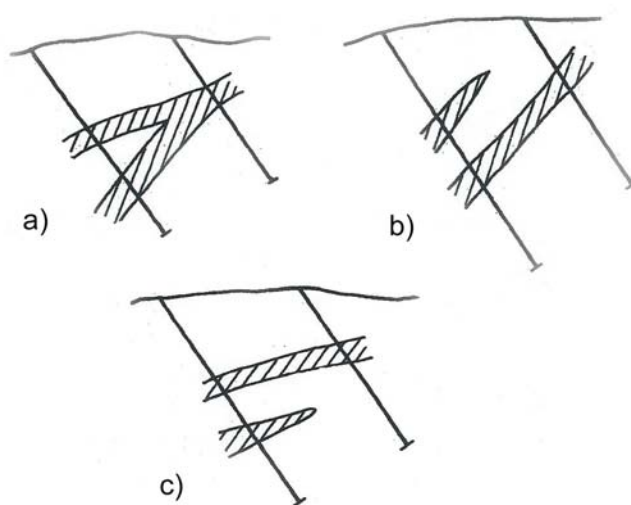


Rys. 6.4. Porównanie rzeczywistego i przewidywanego konturu złoża rud żelaza rozpoznanego wyrobiskami górniczymi (Selektor 1963)
 1, 2 – stwierdzone złożo: 1 – po za przewidywanym konturem, 2 – w granicach przewidywanego konturu,
 3 – skały płonne, 4 – przewidywany kontur złoża na podstawie rozpoznania wyrobiskami górniczymi,
 5 – rzeczywisty kontur złoża stwierdzony w czasie eksploatacji

Znacznych błędów analogii można oczekiwać wówczas, gdy istnieje możliwość kilku wariantów interpretacji budowy złoża. Prawdopodobieństwo interpretacji można wówczas wyrazić przez odwrotność liczby możliwych jej wariantów:

$$p_i = \frac{1}{n} \quad (6.13)$$

Dla przykładu na rysunku 6.5, $p_i = 0,33$.



Rys. 6.5. Możliwe warianty interpretacji budowy złoża

Błędy interpretacji szczególnie wyraźnie występują przy wyznaczaniu granic złóż. Są one niewielkie w przypadku regularnych złóż pokładowych, wyraźnie odgraniczonych od skał otaczających, natomiast mogą być znaczne w przypadku nieregularnych złóż gniazdowych, impregnacyjnych, sztokwerkowych, zwłaszcza wówczas, gdy kontur złoża jest wyznaczany na podstawie wyników opróbowania.

Stwierdzone różnice między przewidywanym a rzeczywistym konturem złoża, które mogą być znaczne nawet w przypadku rozpoznania górniczego powodują, że różnice między zasobami wykazywanymi a rzeczywistymi w blokach położonych w pobliżu konturu złoża wynoszą niekiedy nawet ponad 50%. W skali całego złoża błąd ten będzie oczywiście mniejszy proporcjonalnie do stwierdzanych jego zasobów. Przyczyną dużych nieraz błędów analogii może być też występowanie wcześniej nie wykrytych części płonnych. W złożach o stosunkowo prostej budowie błędy powstające z tego tytułu mogą dochodzić nawet do kilkunastu procent.

Błędy geometryzacji są ściśle związane z poprzednio omówionymi, bowiem sposób przeprowadzenia geometryzacji zależy od przyjętej koncepcji budowy złoża. Pewne błędy

powstają też w związku z przyjęciem określonej metody geometrycznego odwzorowania bryły złożowej. Ich wielkość jest trudna do oszacowania, ponieważ nie jest znana rzeczywista forma tej bryły. Porównanie obliczeń wykonanych różnymi metodami informuje o możliwej wielkości tych błędów (tab. 6.4).

Tabela 6.4
Porównanie zasobów obliczonych kilku metodami (Nieć 1990)

Metoda	Złóża									
	Siarki rodzimej		boksytu rejonu tichwińskiego*	węglu kosowskie**	polimetaliczne* Altaju					
	Machów	Jeziorko (fragment)			ruda	Cu	Pb	Zn	Au	Ag
Średniej arytmetycznej	100		100	100	100	100	100	100	100	100
Średniej ważonej***	101,6				100	118	95	98	110	111
Średniej zasobności	102,7	100								
Bloków geologicznych	100,9			103,5						
Średniej zasobności z podziałem na bloki	102,7									
Przekrojów	104,2		103,1	94,7	91	114	73	85	99	110
Wieloboków	106,8	96,6	99,3	98,5	99	122	82	92	109	118
Trójkątów			97,2	99,7	95	122	87	92	103	100
Izarytm	105,4	95,9		98,1						

* Według W. J. Smirnowa i A. P. Prokofiewa (1961).

** Według S. Jankowića (1954) — Analiza gostotine istražnih radova u kosowskom ugljenom bazenu. Zbornik geoloskog i rudarskog fakulteta. Tech. Vel. Szkoła, Beograd.

*** Średnia zawartość składnika użytecznego ważona w stosunku do miąższości.

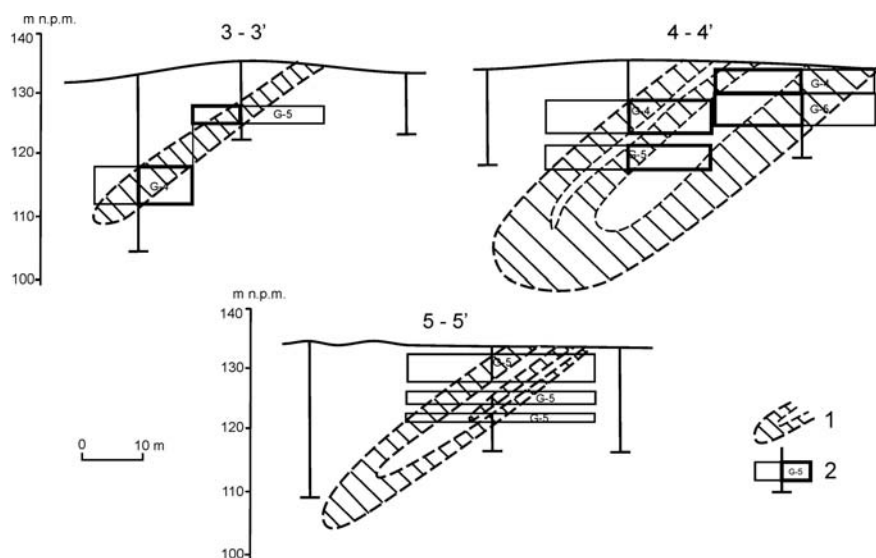
W zasadzie błędy geometryzacji nie przekraczają $\pm 10\%$. W przypadku złóż bardzo nieregularnych mogą jednak dochodzić do kilkudziesięciu procent. Mogą też wystąpić błędy systematyczne. Ma to miejsce w przypadku zastosowania metody średniej arytmetycznej. Metoda ta powinna być stosowana, gdy parametry złoża są zmiennymi losowymi. Gdy warunek ten nie jest spełniony wynik obliczeń jest obciążony błędem systematycznym. Ilustruje to przykład obliczania zasobów złóż soczewkowych (tab. 6.5). Wynika on z przyjmowania do obliczeń z tą samą wagą tak wartości parametrów złoża w jego centrum jak i niższych ich wartości w strefie przykonturowej. Błędy systematyczne geometryzacji mogą wystąpić również wówczas, gdy błędnie został przeprowadzony podział złoża na bloki, nie uwzględniający jego niejednorodności.

Tabela 6.5

Porównanie zasobów złóż soczewowych obliczonych metodami średniej arytmetycznej i wieloboków

Złoże	Rodzaj kopaliny	Zasoby obliczone metodą	
		średniej arytmetycznej	wieloboków
Szczucin	pospółka (piaski ze żwirem)	100	110
Brzezcie	węgiel brunatny	100	106
Gacki	gips	100	106,5
Bukowo-Płonie	iłł septariowe	100	103

Dobór metod obliczania zasobów – a zatem geometryzacji złoże – w zasadzie nie budzi zastrzeżeń, jeśli budowa ta jest prawidłowo przedstawiana. Uchybieniem jednak jest stosowanie metody trójkątów, której wyniki są uzależnione od sposobu podziału złoże na trójkąty (sprawdzającą w tym przypadku powinna być metoda trójkątów przy innym ich usytuowaniu). Ponadto metoda trójkątów wprowadza niepotrzebne komplikacje toku obliczeń, a w niczym nie podwyższa ich dokładności. Także nie powinna być stosowana metoda wieloboków, mimo jej rachunkowej poprawności i łatwej komputeryzacji, gdyż podział złoże na wieloboki tworzy sztuczny, sugestywny, lecz mylny obraz zróżnicowania jego parametrów (rys. 4.19). Pewną poprawę tego obrazu można uzyskać jeśli wielobokom przypisuje się parametry obliczone jako średnie z otworu centralnego i najbliższych otaczających, zwłaszcza przy wykorzystaniu krigingu blokowego. Zdecydowanym błędem jest spotykane zastosowanie metody wieloboków w przypadku złóż sfałdowanych (rys. 6.6).



Rys. 6.6. Błędne zastosowanie metody wieloboków do obliczania zasobów złoże sfałdowanego (Łęknica)
1 – iłł ogniotrwale, 2 – granice wieloboków w przekroju

6.4. Błędy reprezentatywności

Ograniczoną dokładność szacowania zasobów i wartości jego parametrów powoduje naturalna zmienność złoża i ograniczone możliwości jego pełnego zbadania.

O wielkości zasobów i parametrów złoża wnioskuje się na podstawie niewielkiej liczby danych w stosunku do rozmiarów złoża. Wielkość błędu reprezentatywności rozpoznania złoża można oszacować za pomocą metod statystycznych lub geostatystycznych. Pozwalają one na podanie z określonym prawdopodobieństwem możliwej jego wielkości oraz przedziału ufności, w którym mogą się znajdować rzeczywiste zasoby złoża oraz średnie wartości jego parametrów.

W przypadku dużej liczby danych do obliczenia zasobów ($n > 30$) i przy założeniu losowej zmienności rozpatrywanych parametrów, formuła wyznaczająca granice przedziału ufności dla oszacowanej ich ilości ma postać:

$$P\left(Q_o - z_\alpha \frac{F \cdot s_q}{\sqrt{n}} < Q_{rz} < Q_o + z_\alpha \frac{F \cdot s_q}{\sqrt{n}}\right) \cong 1 - \alpha \quad (6.14)$$

- gdzie: Q_o – obliczona wielkość zasobów,
 F – powierzchnia złoża,
 s_q – średnie odchylenie kwadratowe zasobności,
 $(P = 1 - \alpha)$ – prawdopodobieństwo, że w wyznaczonym przedziale ufności znajduje się prawdziwa ilość zasobów (Q_{rz}); w badaniach geologicznych najczęściej przyjmuje się $P = 0,95$,
 z_α – kwantyl rozkładu normalnego (odczytywany z tablic statystycznych) – 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 (6.14) na przedział ufności, przy zachowaniu założenia o losowym charakterze zmienności i przyjęciu dodatkowego założenia o normalności rozkładu cechy w populacji generalnej, ma postać:

$$P\left(Q_o - t_\alpha \frac{F \cdot s_q}{\sqrt{n}} < Q_{rz} < Q_o + t_\alpha \frac{F \cdot s_q}{\sqrt{n}}\right) \cong 1 - \alpha \quad (6.15)$$

- gdzie: t_α – 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 (6.14).

Przyjmując, że powierzchnia złoża F jest ustalona, maksymalnie możliwy błąd oszacowania zasobów, czyli bezwzględna dokładność ich oszacowania wynosi:

$$\varepsilon_Q = \varepsilon_{\bar{q}} F \quad (6.16)$$

gdzie: ε_q – dokładność oszacowania średniej zasobności. Jeśli zmienność zasobności jest losowa, wówczas:

$$\varepsilon_{\bar{q}} = \frac{t_{\alpha} S_q}{\sqrt{n}} \quad (6.17)$$

gdzie: S_q – średnie odchylenie kwadratowe zasobności,
 t_{α} – parametr prawdopodobieństwa na zadanym poziomie istotności $1-\alpha$,
 n – liczba obserwacji, na podstawie których określono średnią zasobność. Zwykle przyjmuje się $\alpha = 0,05$ lub $0,1$ i wówczas przy liczbie obserwacji ponad 30, t_{α} wynosi odpowiednio 2 lub 1,6. W przypadku mniejszej liczby obserwacji określenie możliwego błędu oszacowania wartości średniej jest bardziej złożone, gdyż wymaga stosowania rozkładu Studenta (Gosseta).

Jeśli występuje nielosowy składnik zmienności zaznaczający się występowaniem autokorelacji między obserwacjami, wówczas miarą dokładności jest błąd kriginu (σ_k):

$$\varepsilon_q = t_{\alpha} \sigma_k \quad (6.18)$$

Wartość ε_Q określa granice przedziału ufności, w jakim powinna znaleźć się rzeczywista wielkość zasobów z prawdopodobieństwem określonym przez przyjęty parametr t_{α} .

Rzeczywista wielkość zasobów powinna wynosić:

$$Q_{rz} = \bar{q} F \pm \varepsilon_{\bar{q}} F \quad (6.19)$$

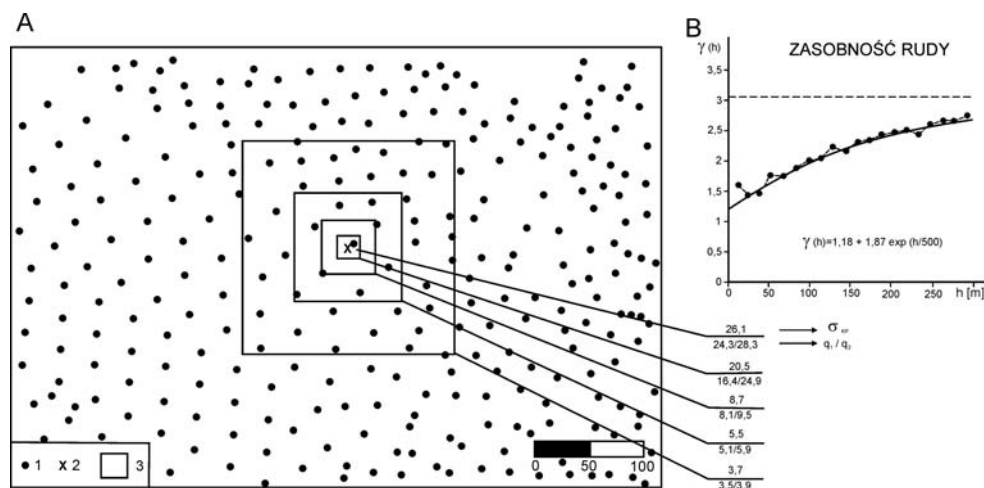
Dokładność względna oszacowania zasobów wynosi:

$$\varepsilon_{Q_w} = \frac{\varepsilon_Q}{Q_0} 100\% \quad (6.20)$$

gdzie: Q_0 – obliczone zasoby złoża.

Dokładność oszacowania zasobów zależy przede wszystkim od liczby obserwacji. Przy stałej odległości między nimi, stosownie do ich liczby, może być zróżnicowana w poszczególnych częściach złoża. Możliwy błąd szacowania zasobów rośnie w miarę zmniejszania

się wielkości tych bloków i odpowiednio do liczby obserwacji, na podstawie których dokonano oszacowania (rys. 6.7). Występuje zatem regresja kategorii zasobów. W związku z tym klasyfikacja zasobów z uwagi na stopień rozpoznania powinna dotyczyć poszczególnych bloków złoża wydzielanych stosownie do potrzeb jego zagospodarowania (np. poszczególnych pokładów, bloków ograniczonych uskokami itp.).



Rys. 6.7. Zmiany wielkości błędów względnych szacowania zasobów złoża (złoża rud miedzi) w zależności od wielkości bloku obliczeniowego (parceli). Metoda szacowania zasobów – kriging blokowy (Mucha, Wasilewska-Błaszczuk 2011)

A – Lokalizacja bloków na tle punktów opróbowania, 1 – miejsca opróbowania, 2 – punkt interpolacji, 3 – bloki obliczeniowe, B – semiwariogram zasobności złoża, σ_{KR} – błąd względny szacowania zasobów, q_1, q_2 – kwantyle dolny i górny błędów

Gwarantowana ilość zasobów może być określona z warunku, iż niewielkie jest prawdopodobieństwo, że jej rzeczywista wielkość będzie od niej mniejsza.

Formalnie warunek ten można zapisać w postaci:

$$P(\bar{x}_{rz} < \bar{x}_{gw}) = \alpha \quad (6.21)$$

gdzie: \bar{x}_{rz} – rzeczywista (nieznana) średnia wartość parametru,
 \bar{x}_{gw} – wartość średnia gwarantowana,
 α – prawdopodobieństwo (przyjmowane małe) zajścia relacji 6.21, 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.

Dla dużej próbki statystycznej (o liczności obserwacji $n > 30$) wartość gwarantowaną $[Q_{gw}]$ wyznacza się ze wzoru:

$$Q_{gw} = Q_o - \frac{z_\alpha \cdot F \cdot s_q}{\sqrt{n}} \quad (6.22)$$

gdzie: z_α – kwantyl rozkładu normalnego; dla $\alpha = 0,1$ (10%) – $z_\alpha = 1,28$ dla $\alpha = 0,05$ (5%) – $z_\alpha = 1,65$ dla $\alpha = 0,025$ (2,5%) – $z_\alpha = 1,96$.

Dla małej próbki statystycznej (o liczności obserwacji $n < 30$) przy wyznaczaniu wartości gwarantowanych we wzorach (8.9 i 8.10) kwantyl rozkładu normalnego z_α należy zastąpić kwantylem rozkładu t-Studenta, wyznaczanym w zależności od przyjętego poziomu prawdopodobieństwa α i liczby stopni swobody $n-1$. Dla $\alpha = 0,05$ w przedziale liczby obserwacji n od 5 do 30, $t_{0,05}$ zmienia się od 2,015 do 1,697.

Udokumentowano złożę siarki za pomocą 36 otworów na powierzchni 1,44 km². Jego średnia zasobność wynosi 12,3 t/m², średnie odchylenie kwadratowe zasobności 2,51 t/m². Zasoby złoża wynoszą 17,71 mln t. Możliwy błąd oszacowania średniej zasobności $\varepsilon_{\bar{q}} = 0,84$ t/m² (obliczony wzorem 6.17, na poziomie ufności 0,95) i zasobów $\varepsilon_Q = 1,21$ mln t. Zatem rzeczywiste zasoby złoża z prawdopodobieństwem 0,95 wynoszą 17,71 ± 1,21 mln t.

Zasoby gwarantowane (obliczone wzorem 6.22) wynoszą 16,72 mln t, z prawdopodobieństwem błędu 5 %, lub 16,94 z prawdopodobieństwem błędu 10%.

6.5. Ogólny błąd szacowania zasobów

Poszczególne rodzaje błędów, popełnianych przy obliczaniu zasobów, w różnym stopniu wpływają na wynik obliczeń. Są one też wzajemnie powiązane. Zwrócono już uwagę, że błędy geometryzacji są w dużej mierze uzależnione od błędów interpretacji. Zależą też od błędów reprezentatywności, im rzadsza bowiem będzie sieć punktów rozpoznawczych, tym przeprowadzona na ich podstawie geometryzacja będzie mniej dokładna. Błędy reprezentatywności zawierają w sobie błędy techniczne, które w mniejszym lub większym stopniu powodują zróżnicowanie parametrów złożowych i tym samym wpływają na obserwowaną zmienność złoża¹⁰.

Wzajemnych związków między tymi błędami nie sposób ustalić, nie znamy bowiem rzeczywistych zasobów złoża, w stosunku do których można by oszacować wielkość popełnionych błędów. Ponieważ błędy reprezentatywności zawierają w sobie pozostałe rodzaje błędów lub pozostają z nimi w ścisłym związku, za miarę dokładności oceny zasobów

¹⁰ Obserwowana zmienność wartości parametru złożowego jest sumą zmienności naturalnej i wynikających z przypadkowych błędów jego pomiaru. Są one od siebie niezależne. Przy założeniu, że są to zmienne losowe, wariancja wartości parametru złożowego (S^2) powinna być sumą wariancji wynikającej z naturalnego ich zróżnicowania (S_n^2) i wariancji błędów pomiaru (S_p^2).

przyjmujemy wartość ε_Q określoną wzorem (6.16) lub (6.18). Rzeczywiste zasoby złoża (Q_{rz}) powinny znaleźć się w przedziale:

$$(Q_o - \varepsilon_Q) < Q_{rz} < (Q_o + \varepsilon_Q) \quad (6.23)$$

gdzie: Q_o – zasoby obliczone.

Praktyka dostarcza licznych przykładów słuszności takiej oceny dokładności.

Do oceny dokładności obliczenia zasobów często stosuje się porównanie ich wielkości określonych różnymi metodami (Q_a i Q_b). Na ogół przyjmuje się, że różnica wyników powinna być mniejsza od 5% w stosunku do zasobów średnich, czyli:

$$R_w = \frac{2(Q_a - Q_b)}{Q_a + Q_b} 100\% \leq 5\% \quad (6.24)$$

Większa wartość tego stosunku może wskazywać na błędy popełnione w trakcie obliczania i upoważnia do ich powtórzenia. Jednak może wynikać także z dużej zmienności złoża i przyjętego sposobu geometryzacji. Informuje ona zatem tylko o poprawności wykonania obliczeń i ewentualnych błędach geometryzacji. **Nie jest to ocena błędu oszacowania zasobów.**

6.6. Ocena dokładności szacowania zasobów złóż małych

Ocena dokładności oszacowania zasobów złóż małych, kopalin skalnych, obliczonych na podstawie niewielkiej liczby danych nie jest możliwa w sposób przedstawiony w rozdziale 6.5. Można ją jednak ocenić w sposób przybliżony, ale w praktyce wystarczający. Wynosi on:

$$\varepsilon_Q = \frac{1}{3} \sum_{i=1}^n |m_i - \bar{m}| \gamma_o \quad (6.25)$$

lub jako błąd względny:

$$\varepsilon_{Qw} = \frac{\varepsilon_Q}{\bar{m} \cdot \gamma_o} 100\% \quad (6.26)$$

gdzie: n – liczba obserwacji,
 m_i – miąższości złoża stwierdzone w poszczególnych punktach (otworach rozpoznawczych),

6. Dokładność rozpoznawania złóż i szacowania zasobów

- \bar{m} – średnia arytmetyczna miąższości złożeń,
 γ_o – gęstość przestrzenna kopaliny,
 $|m_i - \bar{m}|$ – bezwzględna wartość różnicy.

W przypadku braku dostatecznych danych dla obliczenia możliwego błędu oszacowania zasobów, ale przy występowaniu innych złóż tej samej kopaliny w bliskim sąsiedztwie, można przyjąć, że błąd względny oszacowania zasobów jest analogiczny jak złóż sąsiadujących.

W złożu kruszywa rozpoznany za pomocą pięciu otworów stwierdzono miąższości: 4,5; 5,3; 4,8; 5,1 i 5,0 m. Średnia miąższość wynosi: 4,94 m. Gęstość przestrzenna 1,9 t/m².

$$\sum_{i=1}^5 |m_i - \bar{m}| = 1,16 \text{ i błąd bezwzględny oszacowania zasobów } 0,73 \text{ t, a względny } 7,77\%$$

ROZLICZANIE I AKTUALIZACJA ZASOBÓW

Bardziej szczegółowe rozpoznanie złoża wiąże się z koniecznością nowego oszacowania zasobów z uwzględnieniem nowych uzyskanych danych. Wykazywane zasoby z reguły różnią się od wcześniej oszacowanych. Różnica ta określana jest jako ich „ubytek” lub „przyrost”. Nie oznacza ona jednak zmiany fizycznej ich ilości, która nie jest znana, lecz jedynie zmianę informacji na jej temat (tab. 7.1). „Ubytek” oznacza, że zasobów jest mniej niż wcześniej oczekiwano, zaś „przyrost”, że jest ich więcej.

Zmiany zasobów (wykazywane także w operatach ewidencyjnych zasobów) są bardziej złożone w przypadku prowadzonej eksploatacji. Następuje wówczas rzeczywisty ubytek zasobów w wyniku wydobycia. Zalicza się do niego także straty związane z eksploatacją, to jest zasoby, których wydobycie staje się niemożliwe. Obok tego w złożach eksploatowanych występują zmiany zasobów – „ubytki” lub „przyrosty” – w wyniku lepszego rozpoznania złoża przez wyrobiska udostępniające, przygotowawcze i eksploatacyjne. Powinny być one wyraźnie odróżniane od zmian zasobów w poszczególnych kategoriach rozpoznania w wyniku tylko samej zmiany ich kwalifikacji. Nieprawidłowe jest wykazywanie jako ubytków i straty zasobów z tytułu lepszego rozpoznania jeśli są to tylko zmiany ich kwalifikacji w różnych kategoriach, a ich wielkość nie ulega zmianie. Zmiany te opisywane często jako „ubytki” i „przyrosty” powinny być sobie równe. Różnica między nimi stanowi rzeczywistą zmianę ilości zasobów w wyniku lepszego rozpoznania; tylko ona powinna być wykazywana jako zmiana wykazywanej ilości zasobów (jej zmniejszenie lub zwiększenie).

Zatem w rozliczeniu zasobów powinny być wykazywane:

- zasoby początkowe przekwalifikowane do wyższej kategorii (ilość zasobów przekwalifikowanych Q_{px}),
- zasoby w tych samych granicach jak początkowe, ale po ich przekwalifikowaniu (Q_{xx}),
- różnica wykazywanych zasobów ($Q_{xx} - Q_{px}$), która może stanowić ich zmniejszenie lub zwiększenie z tytułu lepszego rozpoznania.

Tabela 7.1

Podstawowe przyczyny zmian stanu ewidencjonowanych zasobów

Zmiany stanu zasobów			
„Ubytki”		„Przyrosty”	
Rodzaj ubytków	Charakterystyka	Rodzaj przyrostów	Charakterystyka
Urojone (zasoby nieistniejące)	zmniejszenie wykazywanych zasobów złoża w wyniku stwierdzenia mniejszego obszaru jego występowania i/lub niższych jego parametrów po lepszym jego rozpoznaniu		
Pozorne	zasoby nie wykazywane w bilansie zasobów (eliminacja w wyniku zmian kryteriów bilansowości)	pozorne	przekwalifikowanie z zasobów pozabilansowych do bilansowych
	zmiana pozycji w bilansie zasobów w wyniku przekwalifikowania do innej kategorii		zmiana pozycji w bilansie zasobów w wyniku przekwalifikowania do innej kategorii
Rzeczywiste (fizyczne, materialne)	wydobycie	rzeczywiste (fizyczne, materialne)	zwiększenie zasobów złoża w wyniku stwierdzenia większego obszaru jego występowania i/lub wyższych jego parametrów po lepszym jego rozpoznaniu
	kwalifikacja do strat w kopalniach czynnych		
	zmiany administracyjnych granic złoża, zmniejszenie jego obszaru		zmiany administracyjnych granic złoża, zwiększenie jego obszaru

Zmiany w wyniku lepszego rozpoznania mogą być spowodowane w obszarze występowania wcześniej dokumentowanych zasobów złoża (Q_{px}) przez:

- stwierdzenie odmiennych wartości parametrów złoża,
- zmiany interpretacji budowy złoża (wykryte uskoki, odmienne nachylenia warstw itp.) powodujące zmiany powierzchni złoża,
- stwierdzenie odmiennego położenia granic geologicznych lub zmiany interpretacji położenia tych granic.

Przyczyny tych zmian zasobów powinny być zawsze omówione. Wyliczenie odpowiednio zmian ilości zasobów spowodowanych tymi przyczynami jest zwykle bardziej pracochłonne niż obliczenie samych zasobów. Nie ma ono znaczenia dla gospodarki złożem, dlatego nie jest bezwzględnie konieczne. Jest jednak wskazane, gdyż informuje o źródłach niedoskonałości rozpoznania złoża i może być wykorzystane dla jego usprawnienia.

Jako ubytki zasobów (straty) wykazywane są nieprawidłowo stwierdzone utwory krasowe, przerosty płonne itp. Zmiany zasobów spowodowane ich obecnością powinny być wykazywane jako pochodzące z lepszego rozpoznania i w stosunku do skorygowanych zasobów po lepszym ich rozpoznaniu określane ubytki spowodowane przez wydobycie

i straty i obliczany współczynnik wykorzystania zasobów (jeśli jego obliczenie jest wymagane).

W złożach kruszywa z reguły nieprawidłowo rozliczane są zasoby na podstawie wydobycia bez uwzględnienia zróżnicowania wilgotności kopaliny (podawane są zasoby kopaliny suchej, wydobycie przy wilgotności naturalnej).

Odmiennym rodzajem zmian są takie, które są spowodowane zmianami granic obszaru dokumentowanego, w szczególności zmianami administracyjnymi granic złoża. W rozliczeniu zasobów spowodowane tym ich zmiany powinny być wyraźnie odróżniane od zmian granic złoża w wyniku lepszego rozpoznania w obszarze wcześniej dokumentowanym.

Zasoby wydobyte i stracone (straty) stanowią łącznie zasoby tracone.

LITERATURA

1. ANNELS A.E. (ed.), 1992 – Case histories and methods in mineral resources evaluation. Geol. Soc. Spec. Pub. No. 63, London.
2. ANNELS E.J., 1991 – Mineral deposits evaluation. Chapman Hall. London.
3. ARCYBASZEW W.A., IWANJUKOWICZ G.A., 1968 – Absolutnyje opredieleniya plotnosti porod i rud w skwazinach almaznogo burienija po dannym gamma-gama karotaża. Razwiedoczna geofizika. Wyp. 28, Nedra, Moskwa, s. 77–86.
4. BLAJDA R., 1985 – Geologiczno-górnicy obraz złóż rud Zn-Pb rejonu olkuskiego. Gosp. Sur. Min. t. 1, z. 1, s. 199–208.
5. CZECZOTT H., 1931 – Szacowanie złóż. Kasa Mianowskiego, Warszawa
6. EDWARDS A.C. (ed.), 2001 – Mineral resource and ore reserve estimation – The AusIMM Guide to Good Practice. Mon. 23, Aus IMM, Carlton Vic.
7. GOOVAERTS P., 1997 – Geostatistics for natural resources evaluation. Oxford Univ. Press, N. York, Oxford
8. IAEA, 1985 – Methods for the estimation of uranium ore reserves . IAEA Technical Rep. Ser. 255, Vienna.
9. JORC Code, 1999 – Australasian Code for Reporting of Mineral Resources and Ore Reserves. Joint Ore Reserves Committee of The Australasian IMM, Australian Inst. of Geoscientists and Minerals Council of Australia.
10. JOURNEL A.G., HUIJBREGTS C.I., 1978 – Mining geostatistics. Academic Press, London.
11. KOGAN I.D., 1974 – Podszet zasow i geologo-promyslennaja ocienka rudnych miestorozhdenij. Nedra, Moskwa.
12. KOKESZ Z., 2004 – Szacowanie zasobów złóż z wykorzystaniem metod geostatystycznych. Górn. Odkryw. r. 46, nr 3–4, s. 91–98.
13. KOKESZ Z., NIEĆ M., 1992 – Metody geostatystyczne w rozpoznawaniu i dokumentowaniu złóż oraz w ochronie środowiska. Studia i Rozpr. CPPGSMiE PAN 19, Kraków.
14. KOKESZ Z., DOLIK KRAJEŃSKI, ROLEWICZ J., 1989 – Dokumentacja geologiczna złoża kruszywa naturalnego ze wspomaganiami komputerowymi (na przykładzie złoża Rzewnie). Przegl. Geol. nr 12.
15. KRAJEWSKI R., 1955 – Obsługa geologiczna kopalń. Wyd. Geol., Warszawa.
16. MAZUREK S., 1997a – Cena kopaliny jako główny parametr złożowy. Gosp. Sur. Min. t. 13, z. 1, s. 29–42.

17. MAZUREK S., 1997b – Zasoby przemysłowe kopaliny jako funkcja ceny kopaliny I kosztów wydobycia. *Górn. Odkrywk. R.* 39, nr 3, s. 115–124.
18. Methods for the estimation of uranium Ore reserves. IAEA Techn. Rep. Series No 255, Vienna 1985.
19. METZ R. (ed.), 1985 – Applied mining geology. Problems of sampling and grade control. SME-AIMM, N. York.
20. Mineral Resources Development with Particular Reference to the Developing Countries. UN Dep. of Econ. Soc. Aff. N. York 1970.
21. MUCHA J., 1994 – Metody geostatystyczne w dokumentowaniu złóż. Skrypt AGH, Kraków, s. 115.
22. MUCHA J., KOKESZ Z., DOLIK M., 1994 – Szacowanie zasobów złóż masywowo-sztokwerkowych z wykorzystaniem metod geostatystycznych na przykładzie złoża Mo-W-Cu Myszków. *Przeł. Geol.* nr 11.
23. MUCHA J., WASILEWSKA-BŁASZCZYK M., 2011 – Praktyczne doświadczenia geostatystycznego modelowania i dokumentowania polskich złóż – przegląd wybranych zastosowań. [W:] *Geomatyka górnicza. Zastosowania praktyczne*. Wyd. Fund. AGH, s. 129–151.
24. NIEĆ M., 1977 – Klasyfikacja zasobów i granice złoża siarki eksploatowanego metodą podziemnego wytopienia. *Zesz. Nauk. AGH, Geologia t. 3, z. 2*, s. 83–98.
25. NIEĆ M., 1990 – *Geologia kopalniana*. Wyd. Geol., Warszawa.
26. NIEĆ M., 2010a – Kryteria geologiczne złoża – kryteria bilansowości. *Studia, Rozprawy, Monografie IGSMiE PAN* 160.
27. NIEĆ M., 2010b – Międzynarodowe klasyfikacje złóż kopalni. *Górnictwo i geoinżynieria. Kwart. AGH*, r. 34, z. 3, s. 33–49.
28. NIEĆ M., 2011 – Problemy dokumentowania złóż kopalni stałych. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
29. NIEĆ M. (red.), 2010 – *Zasady poszukiwań i dokumentowania złóż bursztynu*. Min. Środ. Warszawa.
30. NIEĆ M., PIESTRZYŃSKI A., 2007 – Forma i budowa złoża. *Monografia KGHM S.A. Lubin*, s. 157–163.
31. *Optymalizacja siatek wiertniczych przy dokumentowaniu złóż surowców stałych*. IG, Warszawa 1976.
32. PROKOFIEW P., 1954 – Praktyczne metody obliczania zasobów złóż rud. Wyd. Geol., Warszawa.
33. RANTA D.E. (ed.), 1986 – Applied mining geology. Ore reserve estimation. SME-AIMM, Littleton Co.
34. SCHEJBAL C., 2005 – Výpočet zásob ložisek nerostných surovin. MONTANEX, Ostrava.
35. SELEKTOR S.M., 1963 – Eksploatacionnaja razwiedka i niekotoryje woprosy rudnicznoj geologii na železrudnych miestoroždienijach Kriwogo Roga. Gosgeoltechizdat, Moskwa.
36. SMIRNOW W.I., 1954 – Ustalanie zasobów surowców mineralnych. Wyd. Geol., Warszawa.
37. SMIRNOW W.I., PROKOFIEW A.P. (red.), 1960 – Podsczet zapasow miestoroždienij poleznych iskopajemych. Gosgeoltechizdat, Moskwa.
38. STONE J.G., DUNN P.G., 1998 – Ore reserve estimates in the real world. *Soc. Econ. Geol. Spec/ Pub. Nr 3*, Littleton Co.

39. SZAMAŁEK K., 2007 – Podstawy geologii gospodarczej i gospodarki surowcami mineralnymi. PWN, Warszawa.
40. UBERMAN R., UBERMAN R., 2008 – Podstawy wyceny wartości złóż kopalin. Teoria i praktyka. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
41. UNFC 2009 – United Nations Framework Classification for Fossil Energy and Mineral Resources. Secretariat of the Economic Commission for Europe. Genewa 2009.
42. WELLMER F.W., 1998 – Statistical valuation in exploration for mineral deposits. Springer Ver. Berlin.
43. WHATELYEY M.K.G., HARVEY P.K., (eds.), 1994 – Mineral resources evaluation II. Methods and case histories. Geol. Soc. Spec. Pub. No. 79, London.
44. WIRTH H., WANIELISTA K., 2011 – Kryteria przemysłowości zasobów złóż kopalin stałych. CBR KGHM Cuprum, Wrocław.

ANEKS

PODSTAWY METOD STATYSTYKI I GEOSTATYSTYKI STOSOWANYCH W DOKUMENTOWANIU ZŁOŻ

1. DANE GEOLOGICZNE WYKORZYSTYWANE W DOKUMENTOWANIU ZŁOŻ

1.1. Rodzaje danych geologicznych

W dokumentowaniu złóż kopalin wykorzystywane są dane geologiczne: jakościowe, półilościowe, ilościowe i wektorowe. Dane jakościowe są cechami opisowymi, dane półilościowe stanowią cechy niemierzalne, ale których zróżnicowanie można podać w umownej skali. Dane ilościowe wyrażane są wartością liczbową w określonych jednostkach miary (np. gęstość przestrzenna kopaliny). Niekiedy w praktyce geologicznej zachodzi konieczność sprowadzenia danych ilościowych do postaci półilościowej, a nawet jakościowej. Może to mieć miejsce w sytuacji, gdy dysponuje się małym zbiorem danych lub pomiar cech wykonywany był w niejednakowych warunkach (np. zawartość składnika użytecznego w złożu oceniana w oparciu o różne typy opróbowań). Taka transformacja danych zawsze powoduje utratę części informacji o badanych cechach.

Dane wektorowe są danymi kierunkowymi. Wyrażają one te cechy geologiczne, które mogą być opisane za pomocą wektorów w przestrzeni dwu- lub trójwymiarowej (np. azymuty biegu i kierunku zapadania płaszczyzn uskokowych lub płaszczyzn spękań, pokładów węgla).

Dane ilościowe charakteryzujące poszczególne cechy złoża są określane jako **parametry złożowe**. W zależności od charakteru ich zróżnicowania wyróżnia się dwa ich rodzaje: ciągłe i dyskretne. Parametry ciągłe mają tę właściwość, że zawsze można podać dla dwóch dowolnych wartości – wartość pośrednią (np. dla zawartości składnika użytecznego, miąższości złoża). Parametry dyskretne mogą natomiast przyjmować tylko skończoną – lub co najwyżej przeliczalną (tzn. równoliczną ze zbiorem liczb naturalnych) – liczbę wartości (np. liczba spękań wzdłuż określonej linii pomiarowej).

1.2. Typy (modele) zmienności parametrów złożowych

Cechą istotną parametrów złożowych jest ich zróżnicowanie w granicach złoża. Opis tego zróżnicowania oparty jest na wynikach obserwacji wykonywanych w miejscach, określanych jako punkty rozpoznawcze. W dokumentowaniu złóż zawsze mamy do czynienia ze zmiennością wartości parametrów złożowych, zarejestrowanych w trakcie rozpoznania i eksploatacji złoża. Opis zmienności i jej interpretacja muszą uwzględniać konkretne warunki pomiaru parametrów złożowych. Obserwowana ich zmienność zależy nie tylko od naturalnego zróżnicowania cech złoża, lecz również od kształtu oraz rozstawu sieci miejsc obserwacji, (np. otworów wiertniczych), geometrii pobieranych próbek (formy, wielkości i orientacji w przestrzeni złożowej) oraz od dokładności pomiarów. Na obserwowaną zmienność parametrów złoża składa się zatem ich naturalne zróżnicowanie oraz losowe błędy pomiaru. Jeśli wielkość tych błędów jest znana (można ją oszacować na podstawie pomiarów kontrolnych) zmienność wynikająca z tytułu ich popełniania może być wyeliminowana z dalszych rozważań. Jest ona zwykle znacznie mniejsza niż naturalna.

Charakter i intensywność naturalnej zmienności parametrów złożowych uwarunkowane są rodzajem procesów genetycznych formujących złoża. Uważane bywają za jedną z cech charakteryzujących złoża.

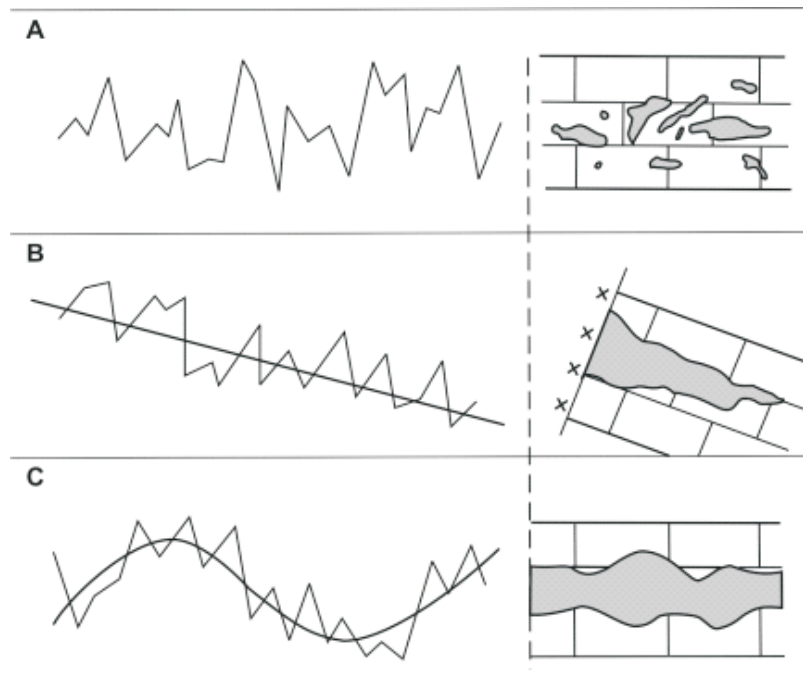
W obserwowanej zmienności parametrów złożowych zwykle wyróżnić można dwa składniki: losowy i nielosowy.

W przypadku dominacji składnika losowego, wartości badanego parametru w sąsiednich punktach pomiaru nie są wzajemnie skorelowane i nie zależą od odległości między tymi punktami. Wzdłuż linii pomiarowej stwierdza się wówczas chaotyczne, nieuporządkowane wahania wartości parametru wokół jego wartości średniej. Różnice wartości sąsiednich pomiarów często zmieniają swój znak, rzadko zachowując stały na odcinku dłuższym niż odległość kilku kolejnych punktów opróbowań. Wyniki pomiarów lub oznaczeń parametrów złoża można traktować jako zmienne losowe, których wartość nie zależy od miejsca, w którym zostały wykonane.

Zmienność nielosowa wyraża się prawidłowością zróżnicowania wartości parametru między sąsiednimi punktami i wielkością różnic tych wartości uzależnioną od ich wzajemnej odległości. Całkowita zmienność nielosowa w praktyce nie jest spotykana. Najczęściej występuje zmienność mieszana wyrażająca się tym, że na tle wahań pozornie losowych wartości badanego parametru dają się zauważyć pewne prawidłowości zróżnicowania jego wartości. Zróżnicowanie to może wyrażać się jego zmianami w poszczególnych kierunkach lub mniej lub bardziej zaznaczonym zróżnicowaniem okresowym (rys. 1.1).

W przypadku występowania składnika nielosowego w rozmieszczeniu wartości parametru stwierdza się występowanie, dających się zauważyć lub wykryć, prawidłowości.

Stwierdzana niekiedy w praktyce geologicznej czysto losowa zmienność parametru jest często jedynie następstwem niepełnej wiedzy o złożu wskutek jego niezadowalającego, punktowego rozpoznania w rzadkiej sieci opróbowań. Gdy odległość między punktami maleje (np. wskutek zagęszczenia sieci otworów wiertniczych przy przejściu do wyższej



Rys. 1.1. Typy zmienności parametrów złożowych
A – losowa, B – kierunkowo-losowa, C – okresowo-losowa

kategorii rozpoznania) zwykle coraz silniej zaznacza się składnik nielosowy zmienności. W przypadku złóż nieciągłych, silnie zaburzonych tektonicznie o skomplikowanej budowie wewnętrznej, parametry złożowe wykazują większą zmienność z silnie zaznaczonym, a niezadko występującym wyłącznie składnikiem losowym.

Na wielkość i charakter zmienności obserwowanej poza naturalną zmiennością złoża i geometrią sieci rozpoznania wpływa silnie: wielkość, forma i orientacja pojedynczej próbki lub sposób wykonania pomiaru. Czynniki te wiążą się bowiem ze stopniem uśrednienia wartości badanego parametru. Orientacja próbki nie odgrywa jedynie roli w sytuacji izotropowego rozmieszczenia składnika w kopalinie lub złożu.

1.3. Sposoby opisu zmienności parametrów złożowych i wykorzystania informacji o niej

W przypadku występowania zmienności losowej do jej opisu i wnioskowania o cechach złoża stosuje się metody statystyki matematycznej. Gdy zmienność ma charakter mieszany i wyróżnić w niej można składnik losowy i nielosowy do jej opisu stosuje się metody geostatystyki. Oparte są one na założeniu, że obecność nielosowego składnika zmienności wyraża się autokorelacją sąsiednich obserwacji.

Zwykle – zwłaszcza w początkowych etapach badania złoża – zakłada się losowy model zmienności jego parametrów, gdy wykrycie prawidłowości ich zróżnicowania (nielosowego składnika zmienności) jest albo utrudnione albo niemożliwe z powodu bądź niewielkiej liczby obserwacji bądź dużych odległości między nimi.

Zastosowanie metod geostatystyki jest możliwe w zasadzie dopiero wtedy, gdy dysponuje się co najmniej 50 obserwacjami, gdyż dopiero wówczas obecność składnika nielosowego może być stwierdzona. Niekiedy daje się zaobserwować przy mniejszej liczbie obserwacji, ale nie mniej niż 30, jednakże ocena udziału składnika nielosowego może nie być wówczas w pełni wiarygodna.

2. PODSTAWY METOD STATYSTYKI KLASYCZNEJ W ZASTOSOWANIACH W DOKUMENTOWANIU ZŁÓŻ KOPALIN

2.1. Statystyczny opis zmienności parametrów złożowych

W przypadku losowego charakteru zmienności parametrów złożowych, właściwy opis i ocenę ich wartości zapewniają metody statystyki klasycznej. Statystyka, korzystając z aparatu matematycznego rachunku prawdopodobieństwa, pozwala na wnioskowanie o właściwościach całej populacji (złoża) na podstawie wyodrębnionej części tej populacji, zwanej populacją próbkową lub próbą statystyczną. Próbę statystyczną (populację próbkową) stanowi zbiór wyników pomiarów parametrów złożowych lub wyników badań indywidualnych próbek geologicznych o ustalonej wielkości i geometrii. Populację generalną tworzy zbiór wszystkich – teoretycznie możliwych do pobrania ze złoża – próbek geologicznych.

Zastosowanie klasycznych metod statystycznych do oceny parametrów złożowych wymaga założenia, iż są one zmiennymi losowymi, których wartości określone w punktach pomiarowych nie wykazują autokorelacji tzn. ich zróżnicowanie (lub podobieństwo) nie zależy od odległości punktów pomiarowych i miejsca ich położenia. Najpełniejszą charakterystykę zmiennej losowej ujmuje jej rozkład prawdopodobieństwa.

2.2. Wizualizacja statystyczna zbiorów danych – rozkłady rejestrowanych wartości parametrów złożowych

W wyniku opróbowania złoża i pomiaru jego parametrów, zwykle uzyskuje się bardzo obszerne zbiory danych. W przypadku liczego zbioru pomiarów (orientacyjnie powyżej 30 jednostek) wygodnie jest ilustrować rozkład wartości badanego parametru za pomocą histogramu lub skonstruowanej na jego podstawie krzywej rozkładu. Sporządza się je na podstawie szeregu rozdzielczego, który charakteryzuje statystyczną strukturę populacji próbkowej. Szereg rozdzielczy uzyskuje się dzieląc cały zbiór obserwacji (pomiarów) na

klasy. Klasy te wraz z przyporządkowanymi im częstościami tworzą szereg rozdzielczy. Nie ma ogólnych reguł podziału zbioru danych na klasy. Ich liczba nie powinna być ani zbyt wielka, ani też zbyt mała. Szereg rozdzielczy ze zbyt wielką liczbą klas ujawnia często przypadkowe odchylenia związane z oddziaływaniem czynników ubocznych, a tym samym nie daje przejrzystego obrazu struktury populacji próbkowej. Szereg rozdzielczy ze zbyt małą liczbą klas zacierza istotne szczegóły struktury próbki, co powoduje utratę informacji zawartych w poszczególnych danych. Pomocną wskazówką praktyczną przy budowie szeregu rozdzielczego może być sugestia Huntsbergera, dotycząca optymalnej liczby przedziałów klasowych m dla próbki o licznosci n :

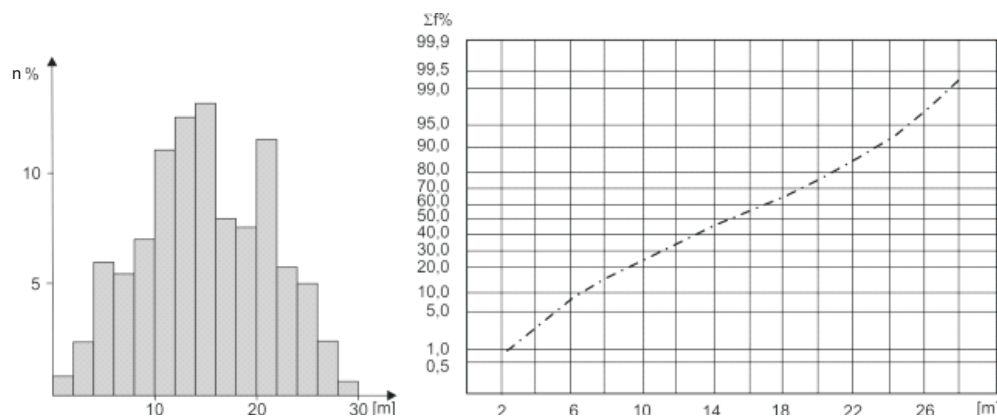
$$m = 1 + 3,3 \log n \quad (2.1)$$

lub szerokości przedziałów klasowych Δx :

$$\Delta x = \frac{x_{\max} - x_{\min}}{1 + 3,3 \cdot \log n} \quad (2.2)$$

Wyniki takich obliczeń należy traktować jako orientacyjne i niezależnie od nich zawsze powinny być tworzone przedziały klasowe równej długości, gdyż daje to przejrzysty obraz zróżnicowania wartości badanego parametru, oraz znacznie ułatwia obliczenia statystyczne. W klasach o najmniejszej licznosci powinny znaleźć się przynajmniej 3 próbki.

Graficzną ilustrację szeregu rozdzielczego stanowią: histogram, dystrybuanta empiryczna i wyrównana krzywa rozkładu (rys. 2.1).



Rys. 2.1. Histogram rozkładu i dystrybuanta na siatce probabilistycznej. Miąższość złoza siarki

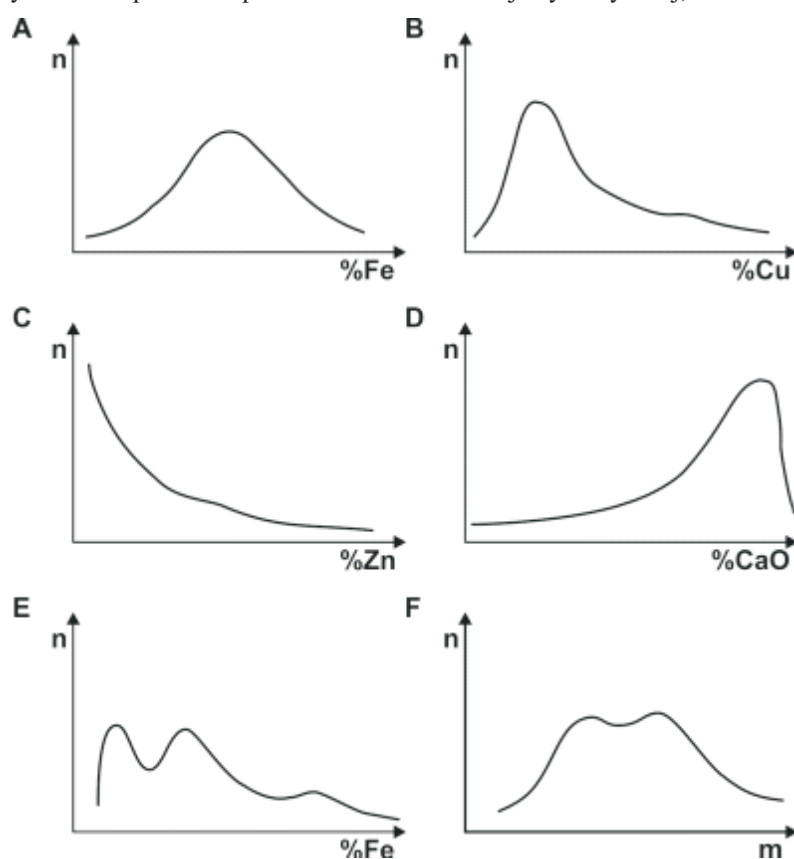
Histogram sporządza się umieszczając nad odpowiednią częścią osi liczbowej prostokąty o podstawach równych przedziałom klasowym i o wysokościach proporcjonalnych do częstości poszczególnych przedziałów klasowych. Dystrybuantę empiryczną konstruuje się

odkładając częstości skumulowane na końcach przedziałów klasowych. Krzywą rozkładu (wyrównaną) uzyskuje się na podstawie szeregu rozdzielczego przez obliczenie średniej ruchomej częstości sąsiadujących klas w myśl reguły:

$$y_{iwy} = \frac{y_{i-1} + 2y_i + y_{i+1}}{4} \quad (2.3)$$

Krzywą rozkładu tworzą wartości y_{iwy} , przedstawione na wykresie w środkach odpowiednich przedziałów klasowych, połączone linią krzywą.

Histogramy, krzywe rozkładu parametrów złożowych mają różną postać (rys. 2.2). Rozkłady symetryczne reprezentowane są przez histogramy (i krzywe rozkładu), w których przedziały klasowe położone po obu stronach średniej arytmetycznej, a zarazem najczę-



Rys. 2.2. Przykłady typowych krzywych rozkładu parametrów złożowych

A – symetryczny rozkład zawartości Fe w złożu syderytów ilastych, B – skośny dodatnio rozkład zawartości Cu w osadowym złożu miedzi, C – jednoskrzydłowy rozkład zawartości Zn w złożu rud cynku i ołowiu typu śląsko-krakowskiego, D – skośny ujemnie rozkład zawartości CaO w złożu wapieni, E – wielomodalny rozkład zawartości Fe w złożu piasków żelazistych, F – dwumodalny rozkład miąższości m złoża siarki, n – liczba obserwacji

stszej, mają odpowiednio równe częstości, natomiast gdy histogramy (krzywe rozkładu) nie wykazują tych właściwości, mamy do czynienia z rozkładami asymetrycznymi (rys. 2.2b, c). Silna asymetria rozkładu empirycznego sygnalizuje trudności z dokładnym szacowaniem średnich wartości parametrów w złożu. Często rozkłady bywają złożone i mają dwie lub wiele wartości najczęstszych (modalnych). Są one szczególnie ważne dla interpretacji geologicznej, gdyż świadczą o niejednorodności zgromadzonego zbioru danych analizowanego parametru złożowego i są pomocne przy wydzieleniu w złożu części statystycznie jednorodnych ze względu na dany parametr.

Dogodnym sposobem prezentacji graficznej szeregu rozdzielczego jest przedstawienie jego dystrybucji na siatce probabilistycznej. Na osi rzędnych przedstawia się kolejne wartości kresu górnego przedziałów klasowych, na osi odciętych, w skali prawdopodobieństwa rozkładu normalnego, skumulowane częstości kolejnych klas (rys. 2.1). Na siatce tej wykres dystrybucji rozkładu symetrycznego, normalnego, ma postać linii prostej. W przypadku rozkładów niesymetrycznych i złożonych, wielomodalnych, wykres jest krzywoliniowy lub nieciągły, łamany. Poszczególne jego odcinki reprezentują wówczas rozkłady parametrów w poszczególnych częściach złoża różniących się zakresem ich zmienności.

W przypadku cech złoża, których rozkład jest niesymetryczny, można uzyskać rozkład symetryczny po odpowiednim przekształceniu ich wartości, na przykład dla ich logarytmów.

Określone dla danego zbioru danych wartości parametrów statystycznych, jak również postacie histogramów, są ściśle związane z konkretnymi warunkami pomiaru wartości parametrów złożowych. Forma histogramów, stanowiących graficzny sposób prezentacji struktury populacji próbkowej, zależy nie tylko od naturalnej zmienności parametrów złożowych. Istotny wpływ na formę histogramów mają również wspomniane wcześniej czynniki, takie jak: wielkość, kształt, orientacja i liczność próbek (lub pól pomiarowych).

Decydującą rolę odgrywa przede wszystkim wielkość i orientacja próbek geologicznych lub powierzchni, na której dokonuje się pomiaru wartości parametru.

Przy zwiększaniu wielkości próbek obserwuje się z reguły tendencje do symetryzacji rozkładu oraz zmianę rozkładów wielomodalnych na jednomodalne.

Pewien wpływ na formę histogramów ma również liczność populacji próbkowej. W przypadku zbiorów próbek mniej licznych, histogramy wykazują często fałszywe maksima, (czyli są wielomodalne), co sugeruje błędnie, że badaniami objęto niejednorodne partie złoża. Podobną sytuację obserwuje się także w przypadku niewłaściwego wyboru szerokości przedziałów klasowych.

Z przedstawionych uwag wynika, że wiarygodne porównanie zmienności parametrów złożowych (różnych złóż lub różnych części tego samego złoża) jest możliwe tylko pod warunkiem zastosowania podobnego typu opróbowania, tzn. pobrania próbek o zbliżonej wielkości i geometrii oraz podobnym rozstawie.

2.3. Wstępne opracowanie statystyczne danych liczbowych – parametry rozkładów empirycznych

Wstępne opracowanie wyników pomiaru wartości parametrów złożowych traktowanych jako zmienne losowe polega na zastąpieniu całego ich zbioru uzyskanego w wyniku próbowania lub pomiarów, szeregiem parametrów statystycznych, liczbowych, które odzwierciedlają podstawowe cechy jego zmienności. Są nimi:

- a) parametry (miary) pozycyjne i tendencji centralnej: średnia arytmetyczna, moda, mediana i kwartyle,
- b) parametry (miary) rozrzutu (rozproszenia) mierzonych wartości – wariancja, odchylenie standardowe, współczynnik zmienności, rozstęp międzykwartyłowy, odchylenie ćwiartkowe,
- c) miary skośności (asymetrii) – współczynnik asymetrii,
- d) miary spłaszczenia (ekscesu) – współczynnik ekscesu.

Wartości podstawowych parametrów statystycznych wyznacza się ze wzorów (PN-ISO 3534-1: 2002) w których x_i oznacza wartość zmiennej losowej (parametru złożowego) w i -tym punkcie pomiarowym, a n licznosc populacji próbkowej (liczbę wszystkich pomiarów parametru złożowego):

a) miary tendencji centralnej i pozycyjne:

- średnia arytmetyczna:

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i \quad (2.4)$$

- moda: m_o – wartość, która występuje najliczniej w zbiorze danych (zwykle podaje się przedział lub przedziały, wartości najczęstszych odczytane z histogramu),
- mediana (jednocześnie kwartył drugi $q_2 = Me$) – wartość zajmująca położenie środkowe w uszeregowanym rosnąco zbiorze wartości pomiarowych, dzieli zbiorowość na dwie równe części; połowa jednostek ma wartości cechy mniejsze lub równe medianie, a połowa wartości cechy równe lub większe od Me :

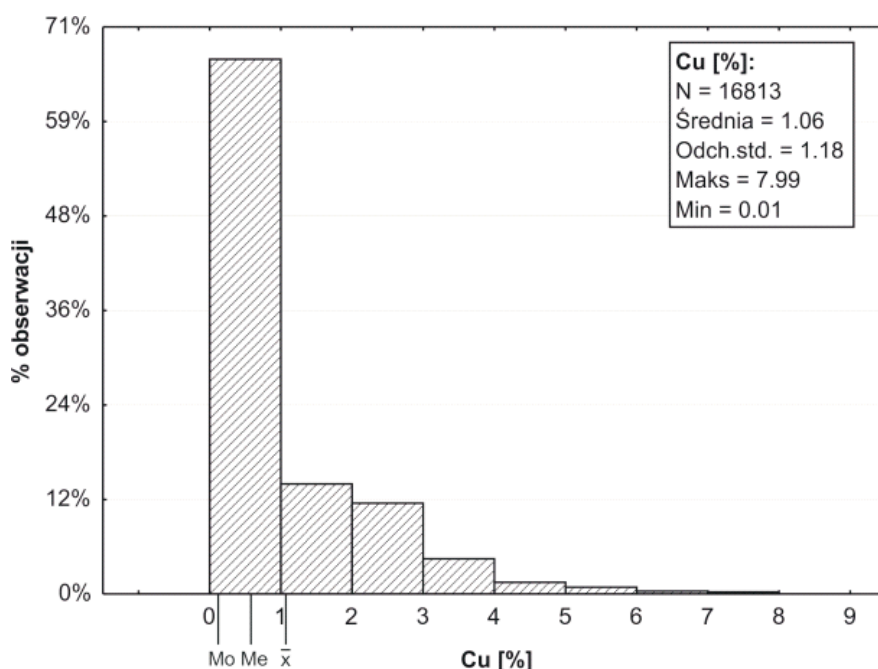
$$Me = \begin{cases} \frac{x_{n+1}}{2}, & \text{gdy } n \text{ jest nieparzyste,} \\ \frac{1}{2} \left(x_{\frac{n}{2}} + x_{\frac{n}{2}+1} \right), & \text{gdy } n \text{ jest parzyste} \end{cases} \quad (2.5)$$

gdzie: x_i – wartości parametru uszeregowane wzrastająco od $i = 1$ do $i = n$;

- kwartył dolny (pierwszy): q_1 – wartość cechy, od której 25% jednostek próbki statystycznej (populacji próbkowej) ma wartości mniejsze lub jej równe,

- kwartył górny (trzeci): q_3 – wartość cechy, od której 75% jednostek próbki statystycznej (populacji próbkowej) ma wartości mniejsze lub jej równe.

Najczęściej stosowanym w dokumentowaniu złóż parametrem jest średnia arytmetyczna. Popularność tego parametru wynika z prostoty obliczeń jego wartości oraz pożądanych właściwości statystycznych. Powinien być jednak zawsze podawany także przedział wartości najczęstszych, który najlepiej charakteryzuje w sposób opisowy „przeciętne” cechy złoża. Jest to szczególnie ważne w przypadku rozkładów niesymetrycznych, gdyż wówczas średnia arytmetyczna powoduje tworzenie mylnego obrazu złoża (rys. 2.3). Średnia arytmetyczna jest równa lub zbliżona do wartości modalnej i mediany tylko w przypadku rozkładów symetrycznych.



Rys. 2.3. Histogram zawartości Cu w serii węglanowej złoża Cu-Ag LGOM (\bar{x} – średnia arytmetyczna, Me – mediana, Mo – moda)

b) miary rozrzutu (rozproszenia):

- wariancja: $s^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2$ (2.6)

- odchylenie standardowe: $s = \sqrt{s^2}$ (2.7)

- współczynnik zmienności: $v = \frac{s}{\bar{x}} \cdot 100\%$ (2.8)

- rozstęp międzykwartyłowy: $H = q_3 - q_1$ (2.9)

■ odchylenie ćwiartkowe: $q_{\acute{c}w} = 0,5(q_3 - q_1)$ (2.10)

■ współczynnik zmienności dla miar pozycyjnych: $v_p = \frac{q_{\acute{c}w}}{Me} \cdot 100\%$ (2.11)

Z przedstawionych miar rozrzutu, najczęściej stosowanymi są: odchylenie standardowe i współczynnik zmienności. Wariancja ma wymiar kwadratu zmiennej losowej. Z tego powodu wygodniej jest posługiwać się pierwiastkiem kwadratowym z wariancji, czyli odchyleniem standardowym, które ma wymiar ten sam, co analizowany parametr złożowy.

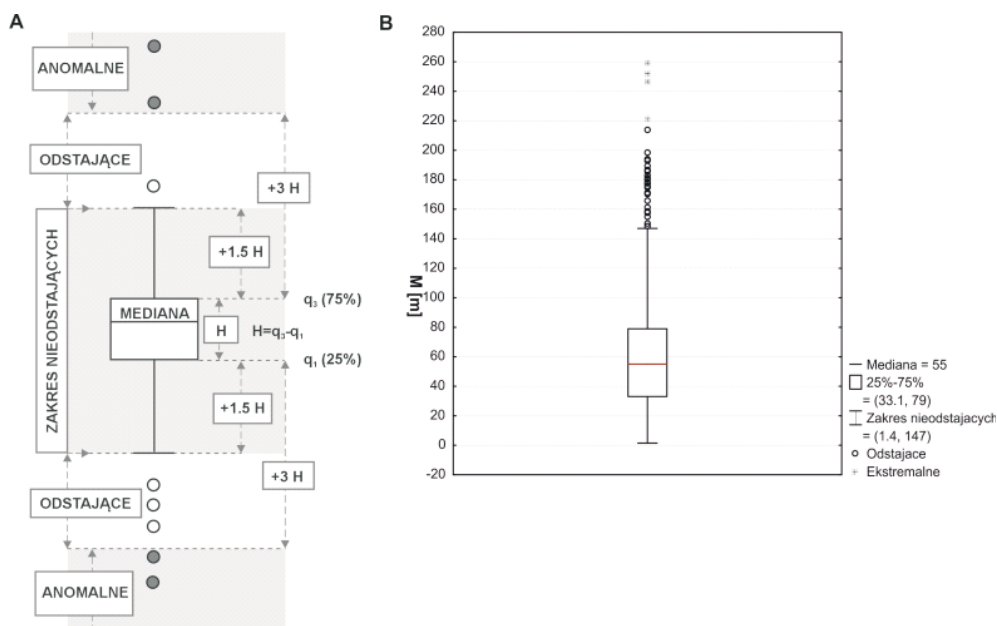
Popularną miarą rozrzutu jest współczynnik zmienności, stanowiący relatywną miarę rozproszenia wartości parametrów złożowych i podający ich odchylenie standardowe w procentach wartości średniej parametru. Umożliwia on porównanie zmienności parametrów złożowych różnego typu (np. miąższości i zawartości składnika użytecznego) lub porównanie zmienności dwóch parametrów tego samego typu przy silnie zróżnicowanych ich wartościach średnich. Współczynnik zmienności odgrywa szczególną rolę przy projektowaniu sieci rozpoznawczej i sieci opróbowania, bowiem jej gęstość należy dostosowywać odpowiednio do parametru złożowego o największej zmienności.

Współczynnik zmienności stanowi podstawę opisowej klasyfikacji zmienności złóż zaproponowanej przez Baryszewa (Smirnow, Prokofiew 1960). Według niej pewnym przedziałom wartości współczynnika zmienności v przypisany jest określany słownie stopień zmienności parametru (tab. 2.1).

Tabela 2.1
Klasyfikacja zmienności złóż

Zmienność	v [%]
Mała	0–20
Przeciętna	20–40
Duża	40–100
Bardzo duża	100–150
Skrajnie duża	>150

Rozproszenie mierzonych cech przedstawiane jest zwyczajowo przez podanie zakresu ich zróżnicowania (od... do). Jest to sposób bardzo niedoskonały i może prowadzić do błędnych wniosków na temat złoża. Mniej popularnymi i rzadziej stosowanymi miarami zmienności są: rozstęp międzykwartyłowy (H), odchylenie ćwiartkowe ($q_{\acute{c}w}$) i współczynnik zmienności dla miar pozycyjnych (v_p). Są one bardzo przydatne i powinny być stosowane, gdy rozkład wartości badanego parametru wykazuje asymetrię, lub gdy występują wartości anomalne. Dobrą charakterystykę zróżnicowania wartości rozpatrywanych cech złoża i wydzielenie ze zbioru danych wartości anomalnych i wartości odstających można uzyskać według schematu określanego jako „ramka i wąsy” przedstawionego na rysunku 2.4.



Rys. 2.4. Wyznaczanie wartości anomalnych metodą: „ramka – wąsy”

c) miary asymetrii rozkładu:

■ współczynnika skośności (asymetrii): $g_1 = \frac{n}{(n-1)(n-2)s^3} \sum_{i=1}^N (x_i - \bar{x})^3$ (2.12)

■ standaryzowany współczynnik skośności (asymetrii): $g_{1st} = g_1 \sqrt{\frac{n}{6}}$ (2.13)

Wstępnie siłę asymetrii rozkładów parametrów można sklasyfikować następująco:

$|g_1| \leq 0,5$ – zbliżony do symetrycznego,

$0,5 < |g_1| \leq 1$ – asymetria słaba,

$1 < |g_1| \leq 2$ – asymetria umiarkowana,

$2 < |g_1| \leq 4$ – asymetria silna,

$|g_1| > 4$ – asymetria skrajnie silna.

Znak dodatni przed wyliczoną wartością współczynnika asymetrii oznacza rozkład prawo-asymetryczny, natomiast znak ujemny oznacza rozkład lewo-asymetryczny.

Dla rozkładów symetrycznych (np. rozkładu normalnego) współczynnik asymetrii g_1 równa się zero, a parametry tendencji centralnej: średnia arytmetyczna, mediana i moda przyjmują identyczne wartości.

W przypadku szeregów o asymetrii dodatniej (prawo-asymetrycznych) mediana daje zawsze niższe od średniej arytmetycznej (a więc ostrożniejsze) oszacowanie nieznaney rzeczywistej wartości średniej parametru w populacji generalnej. Ma to pewne znaczenie przy występowaniu w próbie nielicznej grupy danych o bardzo wysokich (anomalnych)

wartościach parametru złożowego, wielokrotnie przewyższających wartość średnią. Sytuacja taka ma miejsce np. w złożach złota w związku z występowaniem jego samorodków.

W takich i podobnych przypadkach zaleca się stosowanie mediany do oszacowania wartości średniej, gdyż średnia arytmetyczna może znacznie zawyżyć jej rzeczywistą wartość, a w konsekwencji i wielkość zasobów składnika użytecznego. Dotychczasowe doświadczenia i rozwiązania teoretyczne dowodzą, że rozkłady empiryczne zawartości składników użytecznych w złożach statystycznie ubogich (np. cynku, ołowiu, miedzi) mają tendencje do asymetrii dodatniej, zaś w złożach bogatych (np. złoża wapieni) do asymetrii ujemnej.

d) miary spłaszczenia (ekscesu) rozkładu:

- współczynnik spłaszczenia (ekscesu): $g_2 = \frac{n}{(n-1)(n-2)s^4} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^4 - 3$ (2.14)

- standaryzowany współczynnik spłaszczenia (ekscesu): $g_{2st} = g_2 \sqrt{\frac{n}{24}}$ (2.15)

Współczynnik spłaszczenia (ekscesu) charakteryzuje skupienie wartości parametru złożowego wokół wartości średniej. Podobnie jak w przypadku asymetrii, wyróżnia się eksces dodatni i ujemny. Dla rozkładu normalnego wynosi on zero. Dla dowolnego rozkładu empirycznego współczynnik ekscesu może być interpretowany jako miara odchylenia skupienia wartości parametru w zbiorze wokół wartości średniej od skupienia wartości w zbiorze opisywanym przez rozkład normalny.

Bardzo przydatne w praktycznych zastosowaniach są standaryzowane współczynniki asymetrii i ekscesu. Stanowią one zarazem podstawę przybliżonego, lecz prostego testu normalności rozkładu w populacji generalnej. Przyjmuje się, że brak jest podstaw do odrzucenia hipotezy o normalności rozkładu, gdy wartości bezwzględne obu miar są jednocześnie mniejsze od 2 z ryzykiem błędu mniejszym od 5% (0.05).

2.4. Oceny przedziałowe wartości średniej cechy w populacji generalnej

Podstawowe znaczenie w statystyce matematycznej ma rozkład normalny badanego parametru (cechy populacji generalnej), który opisuje funkcja:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma_x \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2} \frac{(x-m_x)^2}{\sigma_x^2}} \quad (2.16)$$

i jego dystrybuanta

$$F(x) = \frac{1}{\sigma_x \sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^x e^{-\frac{1}{2} \frac{(x-m_x)^2}{\sigma_x^2}} dx \quad (2.17)$$

gdzie: m_x – średnia arytmetyczna cechy (parametru) x ,
 σ_x^2 – wariancja tej cechy (parametru).

Rozkład normalny jest symetryczny. Posiada on tę właściwość, że w przedziałach wartości:

od $(m_x - \sigma_x)$ do $(m_x + \sigma_x)$ mieści się 68,3% wartości cechy x ,

od $(m_x - 2\sigma_x)$ do $(m_x + 2\sigma_x)$ mieści się 95,5% wartości cechy x ,

od $(m_x - 3\sigma_x)$ do $(m_x + 3\sigma_x)$ mieści się 99,7% wartości cechy x , a zatem prawie wszystkie jej wartości.

Prawdopodobieństwo występowania cechy X w określonym przedziale wartości $[x_a, x_b]$ wynosi:

$$P(x_a < X < x_b) = \int_{x_a}^{x_b} f(x) dx \quad (2.18)$$

W przypadku rozkładu normalnego dowodzi się, że średnia arytmetyczna (\bar{x}) badanej cechy (parametru złożowego) określana w n - elementowej, niezależnej próbie statystycznej (populacji próbkowej) ma także rozkład normalny o parametrach $(m, \frac{\sigma}{\sqrt{n}})$. Oznacza to, że

rozkład normalny powinny mieć średnie arytmetyczne badanej cechy, określane w niezależnie pobieranych (losowanych) próbach statystycznych (populacjach próbkowych).

Średnia wartość tych średnich wynosi m , a ich wariancja $\sigma_{m_s}^2 = \frac{\sigma_x^2}{n}$.

W złożu kopaliny traktowanym jako populacja generalna jego parametrów, ich rozkłady są znane tylko w przybliżeniu na podstawie pomiarów lub oznaczeń w indywidualnych pobranych próbkach. Ich rzeczywista średnia arytmetyczna i odchylenie kwadratowe są nieznanne. Możliwe jest jedynie określenie przedziału wartości, w obrębie którego mogą się znajdować.

Ocena przedziałowa średnich wartości parametrów złożowych oraz zasobów kopaliny lub składnika użytecznego (szkodliwego) jest ważnym zagadnieniem w dokumentowaniu złóż. Polega ona na wyznaczeniu dolnej i górnej granicy przedziału, w którym z zadanym z góry prawdopodobieństwem, przyjętym przez dokumentatora złoża, powinna znaleźć się nieznaną rzeczywistą średnią wartość badanego parametru złoża (m) lub rzeczywistą wielkość jego zasobów. Sposób wyznaczania takiego przedziału, nazywanego przedziałem ufności, zależy od liczebności populacji próbkowej oraz znanej lub zakładanej postaci rozkładu badanej cechy w populacji generalnej. Korzysta się przy tym z twierdzeń statystyki matematycznej odnośnie rozkładów średnich wartości szacowanych w próbach statystycznych (populacjach próbkowych), które stanowią zbiory wykonanych obserwacji (pomiarów).

Jeśli próba statystyczna jest niezależna i losowa oraz dostatecznie duża, to znaczy o liczebności (n) przekraczającej 30 wówczas oszacowana w niej średnia arytmetyczna ma rozkład

normalny lub zbliżony do niego niezależnie od tego, jaki jest rozkład zmiennej losowej w populacji generalnej. Można też przyjąć, że odchylenie standardowe (s) w próbie statystycznej (populacji próbkowej) jest w przybliżeniu równe nieznanemu odchyleniu standardowemu w populacji generalnej (σ).

Odchylenie standardowe średniej arytmetycznej wynosi wówczas:

$$s_{\bar{x}} = \frac{s}{\sqrt{n}} \quad (2.19)$$

Rozkład średniej arytmetycznej cechy (\bar{X}) w n elementowej niezależnej próbie statystycznej (gdy $n > 30$) ma rozkład normalny o parametrach $N\left(m, \frac{s}{\sqrt{n}}\right)$.

Po zestandaryzowaniu zmiennej losowej X według wzoru: $Z = \frac{\bar{X} - m}{s} \sqrt{n}$ zmienna losowa Z ma rozkład $N(0,1)$.

Prawdopodobieństwo wystąpienia wartości Z w przedziale $[-z_\alpha, z_\alpha]$ określają formuły:

$$P(-z_\alpha < Z < z_\alpha) = \int_{-z_\alpha}^{z_\alpha} f(z) dz = 1 - \alpha \quad (2.20)$$

gdzie: α – prawdopodobieństwo (zwane poziomem istotności), że szacowana wartość Z może znajdować się poza przedziałem $[-z_\alpha < Z < z_\alpha]$,

$f(z)$ – funkcja gęstości zestandaryzowanego rozkładu normalnego,

lub w formie rozbudowanej:

$$P\left(-z_\alpha < \frac{\bar{X} - m}{s} \sqrt{n} < z_\alpha\right) = 1 - \alpha \quad (2.21)$$

Proste przekształcenie ostatniej formuły prowadzi do wzoru wyrażającego ocenę przedziału ufności dla nieznannej wartości średniej parametru m :

$$P\left(\bar{X} - z_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}} < m < \bar{X} + z_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}}\right) \cong 1 - \alpha \quad (2.22)$$

Wyrażenie w nawiasie określa losowy przedział (zwany przedziałem ufności), w którym z prawdopodobieństwem $(1 - \alpha)$ zwanym współczynnikiem ufności, powinna się znaleźć nieznaną wartość m .

Dla najczęściej stosowanych wartości współczynników ufności: 0.90, 0.95 wartości z_α dla dystrybuanty zestandaryzowanego rozkładu normalnego wynoszą odpowiednio: $z_{\alpha=0,10} = 1,64$, $z_{\alpha=0,05} = 1,96$ (w praktyce przyjmuje się w przybliżeniu $z_{\alpha=0,05} \approx 2$).

Dla innych wielkości współczynnika ufności odpowiednie wartości z_α można odczytać z tablic dystrybuanty zestandaryzowanego rozkładu normalnego.

Wyznaczenie przedziału ufności dla średniej arytmetycznej komplikuje się, gdy jest ona szacowana na podstawie małej próby o liczności $n < 30$. Wówczas, gdy rozkład cechy w populacji generalnej jest normalny lub zakłada się, że jest normalny, standaryzowana zmienna (statystyka) określona wzorem:

$$t = \frac{\bar{X} - m}{s} \sqrt{n} \quad (2.23)$$

ma rozkład t -Studenta z $n-1$ stopniami swobody.

Dla założonego poziomu prawdopodobieństwa $(1 - \alpha)$ i liczby stopni swobody $(n - 1)$ można określić wartość t_α (odczytać z tablic dystrybuanty rozkładu t -Studenta) pozwalającą skonstruować przedział ufności dla średniej według formuły:

$$P\left(\bar{x} - t_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}} < m < \bar{x} + t_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}}\right) = 1 - \alpha \quad (2.24)$$

Wartości t_α dla odpowiedniego poziomu istotności α są zróżnicowane w zależności od liczby obserwacji (n).

2.5. Błędy szacowania wartości średniej

Ocenę przedziałową dla wartości średniej cechy (parametru złożowego) w przypadku dużej próby (zbioru danych – populacji próbkowej) wyrażoną za pomocą wzoru (2.24) można zapisać w równoważnej postaci:

$$P\left(|\bar{X} - m| < z_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}}\right) = 1 - \alpha \quad (2.25)$$

Wyrażenie $|\bar{X} - m| = \varepsilon_b$ jest miarą bezwzględnego błędu oszacowania nieznannej średniej w całej populacji (m) za pomocą średniej arytmetycznej obliczonej dla niezależnej próby losowej (populacji próbkowej). Jego maksymalną, graniczną wielkość dla danego poziomu prawdopodobieństwa określa wyrażenie $z_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}}$. Tak więc, dla określonego prawdopodobieństwa $(1-\alpha)$ oceny wielkości błędu bezwzględnego można dokonać ze wzoru:

$$\varepsilon_b = z_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}} \quad (2.26)$$

Dla określenia błędu względnego obie strony równania (2.26) należy podzielić przez wartość obliczonej średniej arytmetycznej (\bar{x}) i wymnożyć przez 100%. Po odpowiednich przekształceniach formuła na wielkość błędu względnego przybiera postać:

$$\varepsilon_w = z_\alpha \frac{v}{\sqrt{n}} \quad [\%] \quad (2.27)$$

gdzie: z_α – kwantyl (parametr) rozkładu normalnego wyznaczany z tablic dystrybuanty tego rozkładu dla przyjętego poziomu istotności α (poziomu prawdopodobieństwa $1-\alpha$),
 v – współczynnik zmienności [%].

Błąd obliczony dla prawdopodobieństwa: $(1-\alpha) = 68,3$ [%] określany jest jako standardowy (wówczas parametr $z_\alpha = 1$).

W przypadku małej próby, przy założeniu normalnej populacji generalnej, wzory na wielkość błędu bezwzględnego (ε_b) i względnego (ε_w) uzyskuje się z przekształcenia wzoru (2.24):

$$\varepsilon_b = t_\alpha \frac{s}{\sqrt{n}} \quad (2.28)$$

$$\varepsilon_w = t_\alpha \frac{v}{\sqrt{n}} \quad [\%] \quad (2.29)$$

gdzie: t_α – parametr rozkładu t -Studenta wyznaczany z tablic dystrybuanty t -Studenta dla danego poziomu prawdopodobieństwa $(1-\alpha)$ i liczby stopni swobody $n-1$.

Błędy względne określone dla prawdopodobieństwa $(1-\alpha) = 95\%$ służą jako miara dokładności oszacowania zasobów i średnich wartości parametrów zasobowych przy kwalifikowaniu rozpoznania do odpowiednich kategorii. Są to maksymalne możliwe błędy oszacowania, które nie powinny być przekroczone z tym prawdopodobieństwem. Prawdopodobieństwo, że oszacowane średnie wartości parametrów złoża lub zasobów będą większe lub mniejsze wynosi odpowiednio 2,5%.

2.6. Wyznaczanie minimalnej liczebności próby statystycznej (liczby pomiarów)

Zadanie sprowadza się do wyznaczenia liczebności próby statystycznej (liczby pomiarów) gwarantującej założoną z góry dokładność oszacowania średniej wartości cechy (m), wyrażoną maksymalną (dopuszczalną) wartością błędu bezwzględnego lub względnego.

Wyprowadzenie ścisłych formuł jest w praktyce nieosiągalne z uwagi na nieznaną wielkość wariancji w populacji generalnej. Przybliżoną formułę na minimalną (niezbędną) liczebność próby statystycznej (liczbę punktów rozpoznania, liczbę pomiarów, liczbę pobieranych próbek do badań), przy założeniu rozkładu cechy w populacji generalnej przynajmniej zbliżonego do normalnego, można uzyskać z prostego przekształcenia wzoru (2.27):

$$n_{\min} = \frac{z_{\alpha}^2 \cdot v^2}{\varepsilon_{w\max}^2} \quad (2.30)$$

Obliczony wynik zawsze zaokrągla się w górę.

W przypadku oceny współczynnika zmienności na podstawie małej próby (małej liczby danych) bezpieczniejsze, bo ostrożniejsze oszacowanie minimalnej jej liczebności uzyskuje się z formuły wynikającej z przekształcenia wzoru (2.29):

$$n_{\min} = \frac{t_{\alpha}^2 \cdot v^2}{\varepsilon_{w\max}^2} \quad (2.31)$$

gdzie: t_{α} – parametr rozkładu t -Studenta wyznaczany z tablic dystrybuanty t -Studenta dla danego poziomu prawdopodobieństwa $(1-\alpha)$ i liczby stopni swobody $n-1$, przy czym n oznacza liczbę pomiarów wykorzystanych do obliczenia współczynnika zmienności v .

Jako wartość obliczeniową współczynnika zmienności v można przyjąć w powyższych wzorach jego ocenę uzyskaną w niższych kategoriach rozpoznania złoża pod warunkiem, że obliczony był na podstawie dostatecznie dużej liczby danych. W przypadku niemożności uzyskania takich danych przyjmuje się wielkość „ v ” na zasadzie analogii jak dla złóż podobnego typu. Jako maksymalne wielkości błędów względnych (ε_w) przyjmuje się wielkości dopuszczalne błędów oszacowania zasobów lub średnich wartości parametrów dla poszczególnych kategorii rozpoznania złóż.

W przypadku zróżnicowania zmienności poszczególnych parametrów złoża, do obliczeń przyjmuje się wielkość „ v ” dla parametru wykazującego największą zmienność. Zwykle jest to zasobność złoża.

2.7. Zasady testowania hipotez statystycznych

Ważnym elementem analizy statystycznej, obok estymacji przedziałowej, jest wnioskowanie oparte na wynikach testowania hipotez statystycznych. Hipotezą statystyczną nazywa się każde przypuszczenie odnośnie:

- postaci (kształtu) rozkładu zmiennej losowej (hipotezy nieparametryczne),

- wartości parametrów rozkładu cechy w populacji generalnej (hipotezy parametryczne).

Testem statystycznym jest procedura służąca do sprawdzania hipotezy statystycznej.

Do hipotez najczęściej weryfikowanych w praktyce dokumentowania złóż należą te, dotyczące stwierdzenia, że:

- model rozkładu wartości parametru złożowego jest zgodny z rozkładem teoretycznym określonej postaci,
- dwa zbiory pomiarów pochodzą z populacji o tym samym rozkładzie,
- wartości oczekiwane parametrów złożowych lub zasoby kopaliny w całym złożu (traktowanym jako populacja generalna) są równe pewnej liczbie lub od niej mniejsze lub większe,
- wartości oczekiwane lub wariancje cech geologicznych w dwóch populacjach generalnych (na przykład różnych częściach złoża) są identyczne lub różne,
- pomiary wartości parametrów złożowych wykonane różnymi metodami dają te same wyniki.

Najczęściej w dokumentowaniu złóż wykorzystywane jest testowanie hipotez odnośnie braku (lub istnienia) różnic między oczekiwanymi wartościami średnimi parametrów oraz istotność korelacji wzajemnej parametrów. Szczegółowe omówienie testów statystycznych zawierają podręczniki statystyki matematycznej. Przykłady zastosowania testów istotności podstawowych w dokumentowaniu złóż przedstawiono w rozdz. 2.9.

Hipoteza sprawdzana (o braku istotnych statystycznie różnic porównywanych cech) nosi nazwę hipotezy zerowej i jest oznaczana jako: H_0 . Pełna procedura weryfikacyjna wymaga sformułowania jednocześnie hipotezy konkurencyjnej do niej, określanej jako hipoteza alternatywna i zapisywanej jako H_1 . W najprostszej postaci hipoteza alternatywna jest prostym zaprzeczeniem hipotezy zerowej. Odrzucenie hipotezy zerowej w wyniku zastosowanego testu prowadzi do przyjęcia hipotezy alternatywnej.

W wyniku testowania możliwe jest popełnienie błędów:

- pierwszego rodzaju (z prawdopodobieństwem zwanym poziomem istotności), polegające na odrzuceniu hipotezy zerowej, gdy jest ona prawdziwa,
- drugiego rodzaju (z prawdopodobieństwem β), polegające na przyjęciu hipotezy zerowej, gdy jest ona fałszywa.

Przy wnioskowaniu statystycznym dąży się do minimalizacji prawdopodobieństwa błędów obu rodzajów. Są one jednak powiązane ze sobą i zmniejszenie jednego pociąga za sobą wzrost drugiego.

Dla potrzeb praktyki wystarczające jest zastosowanie testów nazywanych testami istotności, w których stwierdza się jedynie albo brak podstaw do odrzucenia hipotezy zerowej z prawdopodobieństwem popełnienia błędu pierwszego rodzaju, albo podejmuje się decyzję o jej odrzuceniu. Za wiarygodną przyjmuje się w obu przypadkach hipotezę alternatywną.

Generalnie postępowanie w ramach realizacji testu istotności obejmuje w praktyce następujące kroki:

- sformułowanie hipotezy sprawdzanej (zerowej) – H_0 i alternatywnej H_1 (zwykle proste zaprzeczenie hipotezy zerowej),
 - wybór statystyki testowej Z (zmiennej losowej charakteryzującej relacje porównywalnych rozkładów lub ich parametrów) i wyznaczenie rozkładu tej statystyki przy założeniu prawdziwości hipotezy H_0 ,
 - ustalenie poziomu prawdopodobieństwa błędu pierwszego rodzaju, czyli poziomu istotności α , odpowiednio małego (w geologii przyjmuje się najczęściej: 0.05),
 - określenie w rozkładzie statystyki Z obszaru krytycznego testu Ω spełniającego warunek: $P(Z \in \Omega) = \alpha$, (wartości granicznej Z odczytanej z tablic jej rozkładu),
 - obliczenie wartości statystyki testowej na podstawie rozpatrywanych zbiorów danych (wyników pomiarów n -elementowej próby losowej),
 - wyprowadzenie wniosków statystycznych na podstawie przynależności obliczonej statystyki testowej do obszaru krytycznego (odrzuć hipotezy zerowej jako mało prawdopodobnej i przyjęcie hipotezy alternatywnej) lub wystąpienia jej poza obszarem krytycznym w tzw. obszarze przyjęć (brak podstaw do odrzucenia hipotezy zerowej).
- Odpowiednie obliczenia przeprowadza się przy wykorzystaniu tablic statystycznych lub przy wykorzystaniu odpowiednich programów komputerowych (np. Statgraphics).

2.8. Analiza regresji i korelacji liniowej

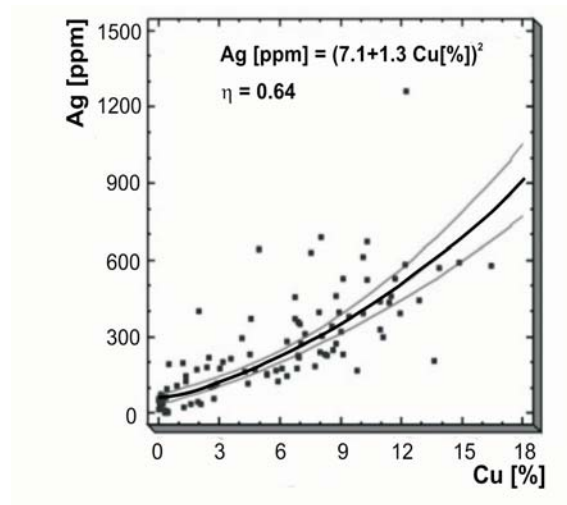
Analiza regresji i korelacji w dokumentowaniu złóż wykorzystywana jest przede wszystkim do prognozowania wartości badanego parametru złożowego, gdy znana jest skorelowana z nim wartość innego parametru oraz badania jakości (poprawności) opróbowania złóż i analiz chemicznych. Termin analiza korelacji odnosi się do stwierdzenia występowania współzależności między zmiennymi losowymi i oceny jej siły. Pojęcie analiza regresji oznacza natomiast badanie charakteru powiązań między zmiennymi losowymi i określenie kształtu tej współzależności.

Funkcje regresji można generalnie podzielić na liniowe i nieliniowe. Postać funkcji regresji dobiera się odpowiednio do rozkładu punktów na wykresie współzależności (rys. 2.5). Jej parametry wyznacza się metodą najmniejszych kwadratów przez obliczenie minimalnej wartości wyrażenia:

$$S = \sum_{i=1}^n (y_i - f(x_i))^2 \quad (2.32)$$

gdzie: y_i – pomierzone wartości badanego parametru złożowego,
 $f(x_i)$ – jego wartości oceniane (przewidywane) na podstawie funkcji regresji.

Dla liniowej funkcji regresji postaci: $\hat{y} = b_0 - b_1x$ metoda najmniejszych kwadratów pozwala oszacować wartości parametrów b_0 i b_1 w oparciu o n pomiarów par korelowanych zmiennych losowych (x_i, y_i) , poprzez obliczenie minimalnej wartości wyrażenia:



Rys. 2.5. Diagram punktowy zależność zawartości Ag od zawartości Cu i krzywa regresji (linia grubsza) wraz z granicami jej przedziałów ufności (linie cienkie). Fragment złoża Cu-Ag LGOM
 η – współczynnik determinacji

$$S = \sum_{i=1}^n (y_i - b_0 - b_1 x_i)^2 \quad (2.33)$$

Prowadzi to do oszacowania parametrów funkcji liniowej za pomocą wzorów:

$$b_1 = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})}{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2} \quad (2.34a)$$

$$b_0 = \bar{y} - b_1 \bar{x} \quad (2.34b)$$

gdzie: \bar{x}, \bar{y} – średnia arytmetyczna wartości korelowanych zmiennych losowych z n pomiarów.

Miernikiem siły korelacji liniowej jest unormowany współczynnik korelacji liniowej (r) obliczany dla n par pomierzonych wartości zmiennych losowych (x_i, y_i) według wzoru:

$$r = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 \sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}} \quad (2.35)$$

Współczynnik korelacji liniowej może przyjmować wartości z przedziału $[-1, 1]$. W przypadkach wartości 1 lub -1 wskazuje on na istnienie ścisłej zależności liniowej, natomiast wartość zerowa wskazuje na brak korelacji liniowej badanych zmiennych.

W przypadku, gdy rozkłady badanych zmiennych X (zmienna niezależna, objaśniająca) i Y (zmienna zależna, objaśniana) są zbliżone do normalnego można zweryfikować hipotezę, że zmienne losowe są skorelowane. Formalnie testuje się hipotezę zerową o braku korelacji ($H_0: r = 0$), wobec hipotezy alternatywnej ($H_1: r \neq 0$), że korelacja istnieje.

Test istotności dla tej hipotezy oparty jest na statystyce obliczonej dla rozpatrywanego zbioru danych:

$$t = \frac{r}{\sqrt{1-r^2}} \sqrt{n-2} \quad (2.36)$$

Przy założeniu prawdziwości hipotezy zerowej (braku korelacji) statystyka t ma rozkład t-Studenta z $n-2$ stopniami swobody. Z tablic rozkładu t-Studenta dla ustalonego z góry poziomu istotności (najczęściej: 0.05 lub 0.01) i liczby stopni swobody $n-2$ odczytuje się wartość krytyczną spełniającą warunek: $P\{|t| > t_\alpha\} = \alpha$.

Gdy wartość obliczona statystyki t (t_{obl}) spełnia warunek $|t_{obl}| > t_\alpha$, to hipotezę zerową o braku korelacji między zmiennymi można odrzucić (z ryzykiem błędu nie większym od α), to znaczy można przyjąć istnienie korelacji. Gdy $|t_{obl}| < t_\alpha$ brak jest podstaw do odrzucenia hipotezy zerowej o braku korelacji między zmiennymi losowymi X i Y , a zatem przyjmuje się, że korelacja jest statystycznie istotna. W przypadku, gdy hipoteza alternatywna precyzuje znak współczynnika korelacji ($H_1 < 0$ lub $H_1 > 0$) w teście korzysta się z tzw. jednostronnego obszaru krytycznego (lewostronnego lub prawostronnego).

Statystyczna istotność korelacji nie jest miarą siły związku korelowanych parametrów. Jej stwierdzenie nie jest wystarczające w praktyce geologicznej.

Miarą siły związku korelacyjnego dwóch zmiennych jest stopień rozrzutu punktów empirycznych wokół linii regresji przedstawianych graficznie za pomocą diagramu zależności. Jego miarą jest odchylenie standardowe reszt zwane także standardowym błędem estymacji. Informuje ono o przeciętnej wielkości odchylen empirycznych wartości zmiennej zależnej (y_i) od wartości teoretycznych wyliczonych z modelu (\hat{y}_i) i wyznaczane jest ze wzoru:

$$s_e = \frac{\sqrt{\sum_{i=1}^n (y_i - \hat{y}_i)^2}}{\sqrt{n-2}} \quad (2.37)$$

Miarą dopasowania funkcji regresji do danych obserwowanych jest współczynnik determinacji wyznaczany ze wzoru:

$$\eta = \frac{\sum_{i=1}^n (\hat{y}_i - \bar{y})^2}{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2} 100\% \quad (2.38)$$

lub ze wzoru równoważnego:

$$\eta = \left(1 - \frac{\sum_{i=1}^n (\hat{y}_i - y_i)^2}{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2} \right) \quad (2.39)$$

Wyrażenie zawarte w liczniku równania [2.38] reprezentuje zróżnicowanie zmiennej zależnej wyjaśnione regresją liniową, natomiast wyrażenie zawarte w mianowniku reprezentuje całkowite zróżnicowanie zmiennej zależnej w zbiorze danych wykorzystanych do wyznaczenia liniowej funkcji regresji. Współczynnik determinacji może przyjmować wartości z przedziału [0; 1] lub w ujęciu procentowym z przedziału [0%; 100%]. Określa on, w jakim stopniu obserwowana zmienność jednego parametru jest wyjaśniana przez zmienność drugiego z nim skorelowanego. Współczynnik determinacji jest najlepszą miarą współzależności w przypadku regresji nieliniowej i liniowej. W przypadku regresji liniowej między współczynnikiem determinacji (η) i współczynnikiem korelacji liniowej (r) zachodzi prosta zależność: $\eta = r^2$.

Należy zawsze mieć na uwadze, że:

- stwierdzenie korelacji między parametrami i możliwość określenia funkcji regresji oznacza tylko, że istnieje między nimi współzależność; może ona wynikać ze wzajemnego ich powiązania, ale może być też tylko wynikiem ich niezależnego związku z innym czynnikiem¹,
- stwierdzona korelacja i regresja obowiązują tylko w obrębie badanego zbioru (populacji próbkowej i generalnej, z której ona pochodzi); ekstrapolacja poza ten zbiór nie jest wnioskowaniem statystycznym i może wynikać tylko z innych przesłanek.

2.9. Badanie jakości (poprawności) danych w świetle pomiarów kontrolnych

Danymi dla oceny poprawności pomiarów i oznaczeń parametrów złoża i kopaliny oraz dla wykrycia ewentualnych ich błędów, są wyniki powtórnych (kontrolnych) pomiarów lub

¹ Stwierdzona wyraźna korelacja liczby urodzonych dzieci i ilości przylatujących bocianów nie jest dowodem, że bociany dzieci przynoszą (Yull i Kendall 1966).

oznaczeń wartości rozpatrywanego parametru złożowego (wyniki kontrolnych pomiarów, badań próbek kontrolnych np. analiz chemicznych). Wyniki pomiarów podstawowych i kontrolnych tworzą zbiór pomiarów sparowanych (zwanym także powiązanymi, skorelowanymi).

2.9.1. Metodyka badania jakości danych podstawowych

Pomiary sparowane tej samej cechy złoża lub kopaliny powinny wykazywać z oczywistych względów silną korelację. Porównania pomiarów w parach dokonuje się przez weryfikację istotności różnic wartości szacowanego parametru.

W dokumentowaniu geologicznym złóż najczęściej celem jest ocena wiarygodności danych podstawowych (na przykład oznaczeń zawartości składników chemicznych kopaliny lub innych parametrów charakteryzujących jej jakość). Tok postępowania powinien być następujący:

- wyznaczenie różnic wartości analizowanego parametru w parach pomiarów oraz różnic średnich arytmetycznych,
- zilustrowanie rozrzutu wartości różnic za pomocą wykresu: „ramka – wąsy”, histogramu lub dystrybuanty (rozdz. 2.3),
- wyróżnienie wartości anomalnych (ekstremalnych) różnic pomiarów sparowanych,
- wstępna ocena błędów systematycznych za pomocą testów *t*-Studenta lub rangowanych znaków Wilcozona,
- wyznaczenie wielkości błędu losowego i błędów systematycznych (stałego i proporcjonalnego) za pomocą porównywania wartości średnich oraz analizy regresji i korelacji liniowej pomiarów sparowanych.

Test *t*-Studenta dla pomiarów sparowanych

Porównania średnich wartości pomiarów w parach najprościej można dokonać za pomocą testu *t*-Studenta.

Statystyka sprawdzająca hipotezę zerową, że średnia różnica pomiarów w populacji generalnej jest równa zero ma postać:

$$t = \frac{\bar{d}}{s_d} \sqrt{n} \quad (2.40)$$

gdzie: \bar{d} – średnia arytmetyczna różnic pomiarów d_i w zbiorze danych sparowanych,
 $d_i = x_i - y_i$ – x_i i y_i wartości parametru według dwóch pomiarów;
 s_d – odchylenie standardowe różnic d_i ,
 n – liczba par danych.

Statystyka t ma rozkład *t*-Studenta o $n-1$ stopniach swobody. Duże wartości obliczone statystyki t (t_{obl}), większe od wartości krytycznej $t_{kr}(\alpha, n-1)$ odczytanej z tablic rozkładu

t-Studenta dla przyjętego poziomu istotności α (najczęściej $\alpha = 0,05$) i liczby stopni swobody (tzn. $|t_{obl}| \geq t_{kr}(\alpha, n-1)$) prowadzą do odrzucenia hipotezy zerowej i przyjęcia hipotezy alternatywnej o statystycznie istotnym zróżnicowaniu pomiarów z małym ryzykiem błędu $P\{|t| > t_{\alpha}\} = \alpha (\leq \alpha)$, co jest równoznaczne ze stwierdzeniem występowania błędu systematycznego. Gdy $|t_{obl}| < t_{kr}$ brak jest podstaw do odrzucenia hipotezy o identyczności pomiarów. Warunkiem stosowania tego testu jest przynajmniej przybliżona normalność rozkładu różnic wartości pomiarów.

Zastosowanie testu *t*-Studenta do badania możliwości występowania błędu systematycznego w oznaczeniach zawartości Zn. Podstawę badania stanowi $n = 30$ par oznaczeń Zn dokonanych w ramach analiz podstawowych – Zn(P) i kontrolnych Zn(K):

Zn _(P) [%]	Zn _(K) [%]	d [%] = Zn _(P) - Zn _(K)
2,02	0,86	1,16
2,28	2,58	-0,30
2,60	3,40	-0,80
2,98	3,07	-0,09
3,16	2,96	0,20
3,69	4,07	-0,38
3,90	4,43	-0,53
3,99	3,76	0,23
4,42	4,71	-0,29
4,48	3,88	0,60
4,95	4,58	0,37
5,91	5,75	0,16
5,95	6,17	-0,22
6,86	7,35	-0,49
7,39	6,54	0,85
7,39	6,54	0,85
7,96	8,22	-0,26
8,48	7,83	0,65
11,93	10,90	1,03
11,95	12,57	-0,62
13,04	13,47	-0,43
14,00	12,22	1,78
14,48	14,02	0,46
15,35	15,15	0,20
15,50	15,20	0,30
16,40	16,15	0,25
16,50	15,67	0,83
17,32	15,50	1,82

17,80	17,11	0,69
25,15	24,23	0,92
Średnie arytmetyczne		
9,26	8,96	0,30

Wartości standaryzowanych współczynników asymetrii (wzór 2.13) i ekscesu (wzór 2.15) różnic oznaczeń Zn w parach (d) wynoszą odpowiednio $g_{1st} = 1,07$ i $g_{2st} = -0,25$ i są mniejsze od 2, co w praktyce pozwala przyjąć rozkład wartości d jako normalny. Umożliwia to wybór testu t -Studenta do badań.

Odchylenie standardowe różnic $s_d = 0,68$; obliczona wartość statystyki $t_{obl} = \frac{0,30}{0,68} \sqrt{30} = 2,42$.

Wartość krytyczna t dla poziomu istotności $\alpha = 0,05$ i liczby stopni swobody $n-1 = 29$ wynosi $t_{kr} = 2,05$.

Ponieważ $|t_{obl}| = 2,42 > t_{kr} = 2,05$ hipotezę o równoważności oznaczeń podstawowych i kontrolnych Zn należy odrzucić z małym ryzykiem błędu nie większym od 5% (0,05). Można więc przyjąć, że oznaczenia zawartości Zn obarczone są błędem systematycznym.

Test Wilcoxona dla pomiarów sparowanych

W przypadku, gdy rozkład różnic wyraźnie odbiega od normalnego można zastosować test rangowanych znaków Wilcoxona, który nie wymaga spełnienia założenia normalności rozkładu i jest najmocniejszą nieparametryczną alternatywą testu t -Studenta dla zmiennych powiązanych. W pierwszej kolejności oblicza się różnice wartości skorelowanych par pomiarów, a następnie porządkuje się je w niemalejący bezwzględny ciąg wartości oddzielnie dla dodatnich i ujemnych różnic. Kolejnym wartościom różnic przypisuje się rangi równe ich numerom w ciągu. Sumując rangi oddzielnie dla znaków dodatnich i ujemnych uzyskujemy wartość statystyki T , sprawdzającej hipotezę o identyczności pomiarów sparowanych, jako mniejszej z dwu sum rang, tj. $T = \min\{T(+), T(-)\}$. Rozkład statystyki T konieczny do testowania można znaleźć w formie tablic w większości podręczników statystyki matematycznej.

Dla liczniejszego zbioru n par danych ($n > 25$ par) celowe jest zestandaryzowanie statystyki T dla uzyskania statystyki W , która ma dobrze znany rozkład normalny (lub bliski normalnemu) o zerowej średniej i jednostkowym odchyleniu standardowym. Statystykę W określa się ze wzoru:

$$W = \frac{T - m_T}{\sigma_T} \quad (2.41)$$

gdzie: m_T – wartość oczekiwana statystyki $T = \min\{T(+), T(-)\}$ wyznaczana ze wzoru:

$$m_T = \frac{n}{4} (n + 1) \quad (2.42)$$

natomiast – σ_T – odchylenie standardowe statystyki T wyznaczone ze wzoru:

$$\sigma_T^2 = \frac{n}{24} (n+1)(2n+1) \quad (2.43)$$

W przypadku, gdy obliczona wartość bezwzględna statystyki W_{obl} jest większa od wartości krytycznej $W_{kr}(\alpha)$ na danym poziomie istotności α (np. dla $\alpha = 0,05$ jest $W_{kr} = 1,96$) hipotezę zerową o braku różnic w pomiarach należy odrzucić, czyli przyjąć założenie o statystycznie istotnym zróżnicowaniu pomiarów sparowanych z ryzykiem błędu mniejszym od 0,05. W przeciwnym przypadku ($|W_{obl}| < W_{kr}(\alpha)$) brak jest podstaw do odrzucenia hipotezy zerowej, co w praktyce oznacza przyjęcie założenia o identyczności pomiarów sparowanych jako hipotezy roboczej.

Zastosowanie testu Wilcozona do badania możliwości występowania błędu systematycznego w oznaczeniach zawartości Zn. Podstawę badania stanowi $n = 30$ par oznaczeń Zn dokonanych w ramach analiz podstawowych – Zn(P) i kontrolnych Zn(K):

Zn (P) [%]	Zn (K) [%]	D[%]		Rangi	Rangi(+)	Rangi(-)
2.98	3.1	-0.1	0.1	1		1.0
5.9	5.8	0.2	0.2	2	4.0	
15.4	15.2	0.2	0.2	3	4.0	
3.2	3.0	0.2	0.2	4	4.0	
6.0	6.2	-0.2	0.2	5		4.0
4.0	3.8	0.2	0.2	6	4.0	
16.4	16.2	0.3	0.3	7	9.0	
8.0	8.2	-0.3	0.3	8		9.0
4.4	4.7	-0.3	0.3	9		9.0
2.3	2.6	-0.3	0.3	10		9.0
15.5	15.2	0.3	0.3	11	9.0	
5.0	4.6	0.4	0.4	12	13.0	
3.7	4.1	-0.4	0.4	13		13.0
13.0	13.5	-0.4	0.4	14		13.0
14.5	14.0	0.5	0.5	15	16.0	
6.9	7.4	-0.5	0.5	16		16.0
3.9	4.4	-0.5	0.5	17		16.0
4.5	3.9	0.6	0.6	18	18.5	
12.0	12.6	-0.6	0.6	19		18.5
8.5	7.8	0.7	0.7	20	20.5	
17.8	17.1	0.7	0.7	21	20.5	

2.6	3.4	-0.8	0.8	22		22.5
16.5	15.7	0.8	0.8	23	22.5	
7.4	6.5	0.9	0.9	24	25.0	
7.4	6.5	0.9	0.9	25	25.0	
25.2	24.2	0.9	0.9	26	25.0	
11.9	10.9	1.0	1.0	27	27.0	
2.0	0.9	1.2	1.2	28	28.0	
14.0	12.2	1.8	1.8	29	29.5	
17.3	15.5	1.8	1.8	30	29.5	
Suma				465	T(+)=334	T(-)=131

Z uwagi na liczny zbiór danych ($n > 25$) można zamiast statystyki T zastosować statystykę W o rozkładzie normalnym. W tabeli przedstawiono różnice zawartości Zn (d) uszeregowane według wzrastających ich wartości bezwzględnych oraz rangi przypisane oddzielnie różnicom dodatnim (+) i ujemnym (-).

Obliczona wartość oczekiwana statystyki T : $m_T = \frac{n}{4}(n+1) = \frac{30}{4}(30+1) = 232,5$ (wzór. 2.42)

i odchylenie standardowe: $\sigma_T^2 = \frac{n}{24}(n+1)(2n+1) = \frac{30}{24}(30+1)(2 \cdot 30+1) = 2363,75$ (wzór. 2.43)

skąd $\sigma_T = 48,62$.

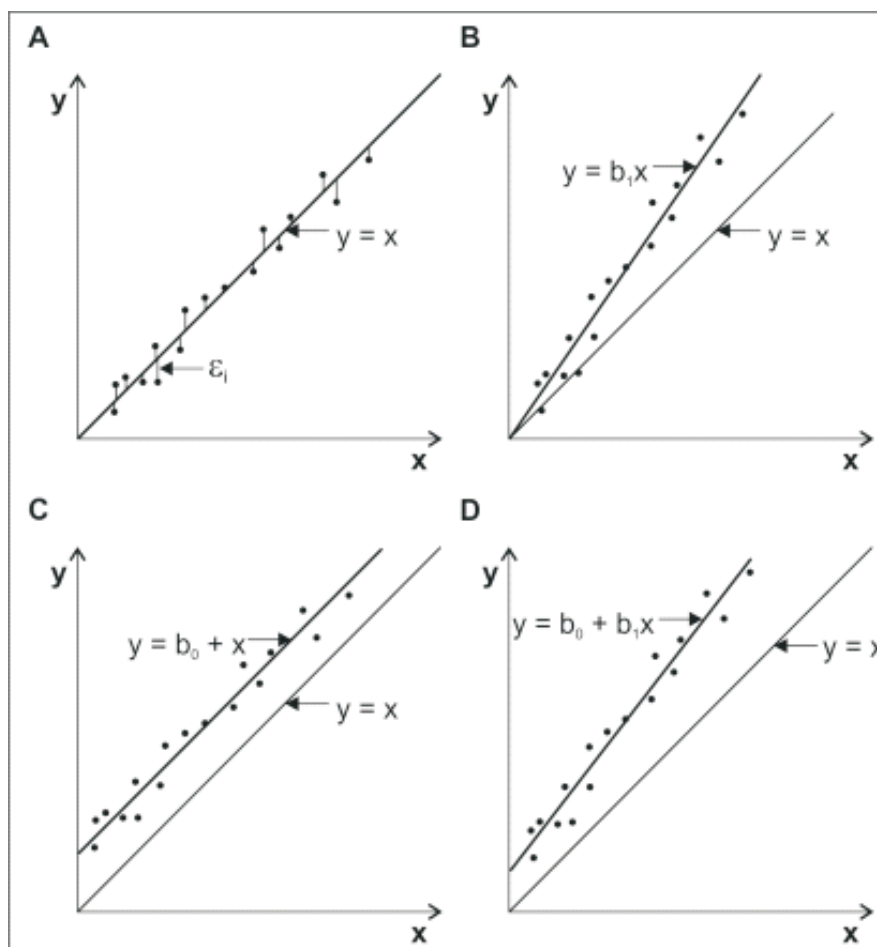
Wartość W obliczono dla mniejszej sumy rang T odpowiadającej różnicom ujemnym $T(-) = 131$: $W_{obl} = \frac{T - m_T}{\sigma_T} = \frac{131 - 232,5}{48,62} = -2,09$ (wzór 2.41)

Ponieważ $|W_{obl}| = 2,09 > W(\alpha = 0,05) = 1,96$ hipotezę o identyczności pomiarów należy odrzucić z ryzykiem błędu nie większym od 5% (0,05), co oznacza występowanie błędu systematycznego w oznaczeniach zawartości Zn. Uzyskany rezultat jest identyczny z rezultatem uzyskanym przy zastosowaniu testu t -Studenta z przykładu poprzedniego.

2.9.2. Analiza regresji i korelacji liniowej

Oba przedstawione testy (t -Studenta i Wilcozona) pozwalają tylko na wstępne ustalenie czy pomiary kontrolne i kontrolowane dają te same rezultaty. Precyzyjniejsze określenie rodzaju i wielkości różnic obu pomiarów może być osiągnięte przez zastosowanie liniowego modelu regresji.

W przypadku idealnej równoważności pomiarów x_i i y_i ich zależność opisuje linia prosta postaci $y = x$, tzn. linia o parametrach $b_0 = 0$ i $b_1 = 1$. Taka prosta opisuje pary pomiarów, w których występuje wyłącznie błąd losowy. Analiza regresji liniowej dla uzyskanych w wyniku procedur kontrolnych par pomiarów, a w szczególności odstępstwa wartości parametrów modelu liniowego b_0 , b_1 odpowiednio od wartości 0 i 1 pozwalają ujawnić i ocenić siłę błędów systematycznych. Rodzaje wszystkich błędów przedstawiono schematycznie na rysunku 2.6.



Rys. 2.6. Rodzaje błędów danych podstawowych na podstawie pomiarów kontrolnych (sparowanych)
 A – błąd losowy ε_i zmiennej y , B – błędy: losowy i systematyczny proporcjonalny, C – błędy: losowy i systematyczny stały, D – błędy: losowy oraz systematyczny proporcjonalny i stały

Odchylenie wyrazu wolnego b_0 od zera informuje o wielkości błędu systematycznego stałego, natomiast odchylenie współczynnika kierunkowego b_1 od wartości 1 o wielkości błędu systematycznego proporcjonalnego.

W praktyce często obserwuje się złożony charakter błędów, przejawiający się ich różnym rodzajem i wielkością w zależności od przedziału wartości mierzonego parametru. Konieczne w takich sytuacjach jest badanie zależności liniowej pomiarów sparowanych, oddzielnie dla wyróżnionych przedziałów wartości analizowanego parametru.

Równoważność wyników dwukrotnych pomiarów parametru weryfikuje się statystycznie przez badanie czy empiryczny model liniowy nie jest odchylony w sposób statystycznie istotny od modelu teoretycznego opisanego równaniem $y = x$, tzn. czy jest spełniona złożona hipoteza zerowa, że: $H_0: b_0 = 0$ i $b_1 = 1$ wobec hipotezy alternatywnej: $H_1: b_0 \neq 0$ i $b_1 \neq 1$.

Hipotezę zerową weryfikuje się za pomocą testu F , określonego statystyką:

$$F = \frac{nb_0^2 + 2n\bar{x}b_0(b_1 - 1) + (b_1 - 1)^2 \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right)}{2s_e^2} \quad (2.44)$$

gdzie: x_i – wartość pomiaru traktowanego jako zmienna objaśniająca,
 \bar{x} – średnia arytmetyczna,
 s_e – błąd standardowy estymacji określony wzorem (2.37),
 n – liczba par pomiarów.

Statystyka F ma rozkład F-Snedecora z $n_1 = 2$ i $n_2 = n - 2$ stopniami swobody. Brak podstaw do odrzucenia hipotezy zerowej ($F_{obl} < F_\alpha$) w praktyce oznacza przyjęcie jako hipotezy roboczej założenia o równoważności obu pomiarów sparowanych.

W przypadku odrzuceniu hipotezy zerowej ($F_{obl} > F_\alpha$) sprawdza się, który z warunków nie jest spełniony weryfikując każdą hipotezę oddzielnie, tzn. weryfikując istotność każdego parametru modelu osobno:

$$H_0: b_0 = 0 \text{ wobec } H_1: b_0 \neq 0 \text{ za pomocą statystyki: } t_0 = \frac{|b_0|}{s_{b_0}} \quad (2.45)$$

gdzie: s_{b_0} – błąd standardowy oceny b_0 ,

$$H_0: b_1 = 1 \text{ wobec } H_1: b_1 \neq 1 \text{ za pomocą statystyki: } t_1 = \frac{|b_1 - 1|}{s_{b_1}} \quad (2.46)$$

gdzie: s_{b_1} – błąd standardowy oceny b_1 .

Obie statystyki t mają $n - 2$ stopnie swobody.

Błędy standardowe parametrów modelu liniowego ocenia się dla danych empirycznych ze wzorów

$$s_{b_0} = s_{b_1} \sqrt{s_x^2 + (\bar{x})^2} \quad (2.47)$$

$$s_{b_1} = \frac{s_e}{s_x \sqrt{n}} \quad (2.48)$$

gdzie: s_x – odchylenie standardowe pomiarów x_i ,
 n – liczba par pomiarów; pozostałe symbole jak poprzednio.

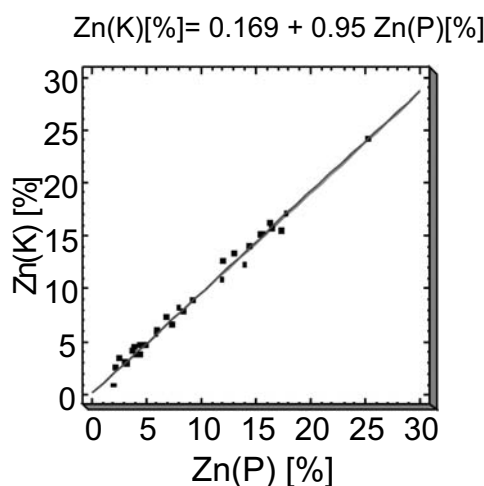
Zamiana zmiennych prowadzi do różnych oszacowań parametrów modelu liniowego. Jeśli porównywane są metody o zbliżonej precyzji, pożyteczne jest przeanalizowanie obu relacji.

W przypadku występowania dużych błędów losowych wykrycie błędu systematycznego może być utrudnione. Niekiedy umożliwia to zwykłe porównanie średnich wartości parametru w zbiorze danych kontrolowanych i kontrolnych. Jeśli licznosci próbek badanego parametru są duże (n_1 i n_2 są większe od 30) weryfikuje się brak różnicy średnich za pomocą testu (statystyki):

$$u = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}}$$

Przy założeniu prawdziwości hipotezy H_0 równości średnich, statystyka ta ma rozkład normalny $N(0,1)$. Hipotezę H_0 odrzuca się, gdy $|u| \geq u_\alpha$ na zadanym poziomie istotności α .

Stosując metodę korelacji i regresji liniowej zbadano ewentualne występowanie błędów systematycznych i ich rodzaj w przypadku oznaczeń zawartości Zn dla $n = 30$ par analiz podstawowych – Zn(P) i kontrolnych – Zn(K).



Przedstawiony na rysunku liniowy model z równaniem zależności $Y = Zn(K)$ od $X = Zn(P)$ jest statystycznie wysoce istotny ze współczynnikiem korelacji $r = 0,995$ (współczynnikiem determinacji $\eta = 98,9\%$). Dla oceny poprawności oznaczeń przetestowano hipotezę o zerowej wartości wyrazu wolnego i jedności współczynnika kierunkowego prostej w populacji generalnej stosując test F (wzór 2.44): Obliczone parametry prostej regresji wynoszą:

$b_0 = 0,169, b_1 = 0,95, \bar{x}_{Zn(P)} = 9,26[\%], \sum_{i=1}^{n=30} x_i^2 = 3632,9, s_e^2 = 0,379, s_e = 0,615,$ (wzór 2.37), skąd

$$F_{obl} = \frac{30 \cdot 0,169^2 + 2 \cdot 30 \cdot 9,26 \cdot 0,169 \cdot (0,95 - 1) + (0,95 - 1)^2 \cdot 3632,9}{2 \cdot 0,379} = 19,3 \text{ przy wartości kryty-}$$

cznej wyznaczonej z tablic rozkładu F: $F_{kr}(n_1 = 2, n_2 = 28, \alpha = 0,05) = 3,34$. Ponieważ $F_{obl} > F_{kr}$ hipotezę o braku błędów systematycznych należy odrzucić z ryzykiem nie większym od 5% (0,05).

Dla zidentyfikowania rodzaju błędu systematycznego zastosowano test t -Studenta (wzory 2.45 i 2.46). W tym celu wyznaczono wartości s_{b_1} (wzór 2.48) i s_{b_0} (wzór 2.47): $s_{b_1} = \frac{0,615}{6,05 \cdot \sqrt{30}} = 0,019$,

$s_{b_0} = 0,019 \sqrt{36,55 + 9,26^2} = 0,210$ skąd wartości statystyk t (wzory 2.45 i 2.46) wynoszą odpo-

wiednio dla wyrazu wolnego $t_{0obl} = \frac{0,169}{0,21} = 0,80$ i dla współczynnika kierunkowego prostej

$t_{1obl} = \frac{|0,95 - 1|}{0,019} = 2,63$. Wartość krytyczna statystyki t dla $n-2 = 28$ stopni swobody i poziomu

istotności α wynosi $t_{kr} = 2,05$. Porównanie wartości t obliczonych z krytycznymi pokazuje, że na poziomie istotności $\alpha = 0,05$ brak jest podstaw do odrzucenia hipotezy o zerowej wartości wyrazu wolnego w populacji (co w praktyce pozwala przyjąć, że błąd systematyczny stały nie występuje) oraz statystycznie istotnej różnicy między obliczoną wartością współczynnika kierunkowego i jednością, co w praktyce oznacza występowanie błędu systematycznego proporcjonalnego w oznaczeniach Zn.

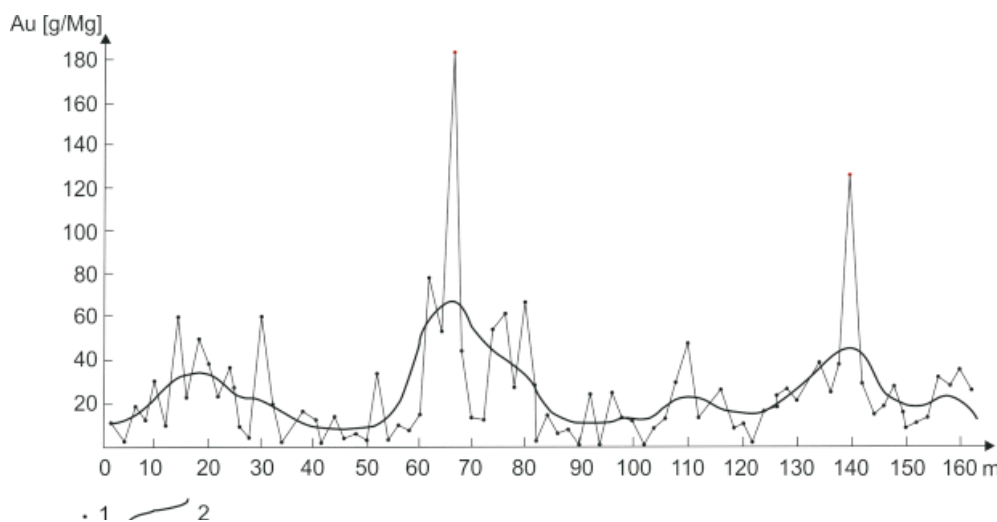
3. METODY GEOSTATYSTYKI W DOKUMENTOWANIU ZŁOŻ

3.1. Istota geostatystyki

Gdy zmienność ma charakter mieszany i wyróżnić w niej można składnik losowy i nielosowy do jej opisu stosuje się metody geostatystyki. Geostatystyka według oryginalnej definicji jej twórcy G. Matherona (1962, 1963) jest zastosowaniem funkcji losowych do rozpoznawania i oceny zjawisk naturalnych². Oparte jest ono na założeniu, że parametry złoża są zmiennymi zregionalizowanymi, to znaczy ich wartość zależy od położenia w granicach złoża. Z matematycznego punktu widzenia, zmienna zregionalizowana jest funkcją współrzędnych punktów złoża. Ze swej natury ma ona charakter skrajnie nieregularny (rys. 3.1) i z tego względu nie może być wyrażona w formie analitycznej. Posiada cechy odzwierciedlające złożony charakter zmienności parametrów złożowych, w której można wyróżnić składnik:

- losowy (przypadkowy, chaotyczny, nieprzewidywalny),
- nielosowy (przestrzenny, uporządkowany).

² Podstawy geostatystyki zostały opracowane w odniesieniu do zastosowań w geologii górniczej i złożowej. Znalazły także zastosowanie w hydrogeologii jak również geodezji i kartografii. Znaczące sukcesy w aplikacji geostatystyki odnotowano również w dyscyplinach tak odległych od geologii jak: meteorologia, leśnictwo, rybołówstwo, medycyna (epidemiologia), gruntoznawstwo, ochrona środowiska, oceanografia.



Rys. 3.1. Przykład złożonej zmienności (zawartości złota w profilu złoża)

Obecność nielosowego składnika zmienności wyraża się autokorelacją obserwacji blisko położonych względem siebie, która maleje zwykle w miarę odległości między punktami, w których je wykonano.

Koncepcja parametrów złożowych jako zmiennych zregionalizowanych odróżnia geostatystykę od statystyki klasycznej, która zakłada wyłącznie czysto losowy charakter zmienności badanych parametrów, a zatem niezależność ich wartości od miejsca położenia w granicach złoża.

3.2. Obszary zastosowania geostatystyki w dokumentowaniu złóż

Podstawowym polem zastosowań geostatystyki jest szacowanie parametrów złożowych i zasobów złóż kopaliny stałych. Stosowana jest ona także do rozwiązywania wielu innych zadań, przede wszystkim do:

- interpolacji wartości parametrów stanowiącej podstawę ilustrowania rozmieszczenia przestrzennego wartości parametrów geologicznych za pomocą map izoliniowych,
- szacowania błędu oceny powierzchni złoża (błędu geometrycznego),
- projektowania rozpoznania złoża za pomocą otworów wiertniczych (kształtu, orientacji i rozstawu otworów),
- projektowania opróbowania złoża (wielkości, kształtu, orientacji i rozstawu próbek pobieranych w wyrobiskach górniczych),
- projektowania eksploatacji uśredniającej zawartość składnika użytecznego,
- szacowania średnich zawartości składnika użytecznego i jego zasobów w zależności od zawartości brzeżnych i wielkości pól.

3.3. Geostatystyczny opis zmienności

Występowanie w obserwowanej zmienności parametru składnika nielosowego, wyrażającego pewne prawidłowości jego zróżnicowania, czyni statystyczny opis zmienności nieodpowiednim i niewystarczającym. Geostatystyka opiera się na założeniu, że obserwowane zróżnicowanie badanych cech złoża (parametrów złożowych) są realizacjami funkcji losowych opisujących procesy stochastyczne. Mogą one być charakteryzowane przez autokorelację wartości parametrów albo zróżnicowanie ich wielkości w zależności od odległości między punktami ich pomiaru lub pobrania próbek do badań. Strukturę zmienności parametrów złożowych obrazuje funkcja autokorelacji³ lub semiwariogram. Obie funkcje są ekwiwalentne w sensie jakości informacji, jakie dostarczają. W geostatystyce ze względów historycznych i praktycznych preferuje się funkcję zwaną semiwariogramem (półwariogramem). Dla dyskretnej i regularnej sieci pomiarów, jej wartości określa klasyczna formuła Matherona (1962, 1963):

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N_h} \sum_{i=1}^{N_h} (z_{i+h} - z_i)^2 \quad (3.1)$$

gdzie: z_i, z_{i+h} – wartości badanych parametrów w punktach odległych o dystans h .
 N_h – liczba par punktów pomiarowych odległych o dystans h .

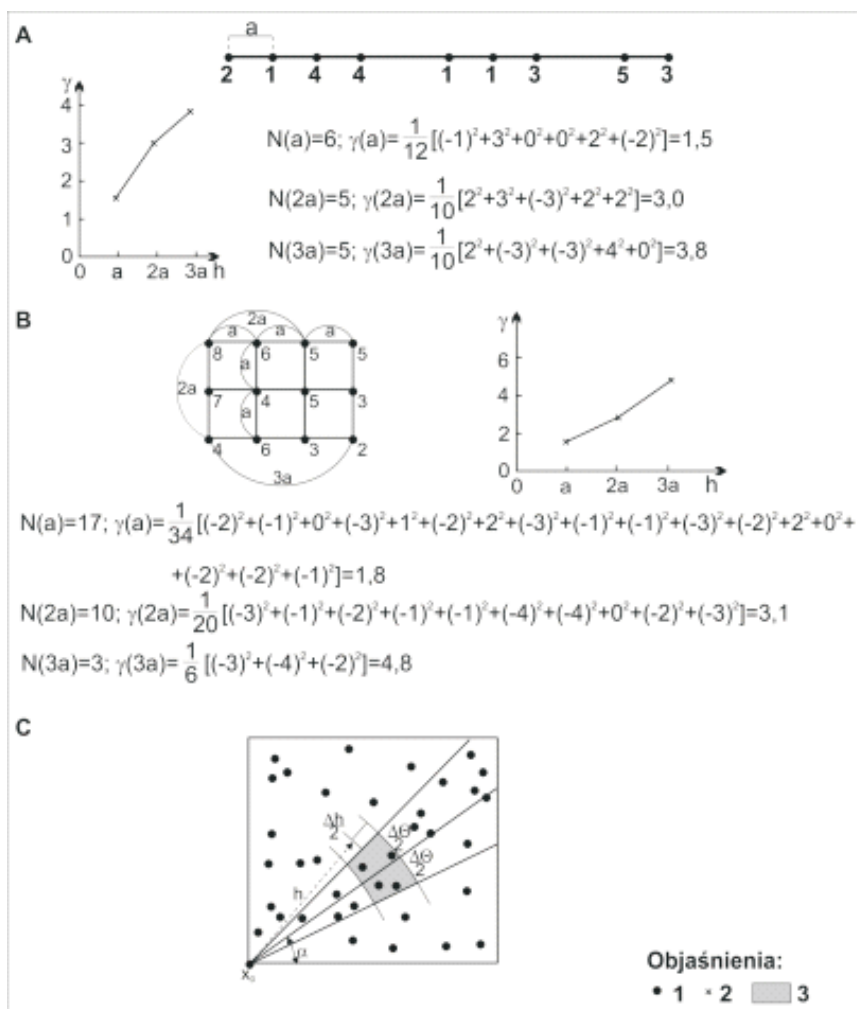
Podana formuła definiuje najczęściej stosowany estymator prawdziwego, nieznanego semiwariogramu, który znany byłby tylko wówczas, gdy znane byłyby wartości parametrów we wszystkich punktach złoża.

Semiwariogram, którego postać została określona na podstawie wyników bezpośrednich pomiarów w złożu nosi nazwę semiwariogramu empirycznego lub semiwariogramu próbkowego. Sposób jego obliczania przedstawia rysunek 3.2. Przedstawia on strukturę zróżnicowania parametrów złożowych (rys. 3.3). Może być obliczony dla wszystkich danych pomiarowych, którymi się dysponuje – jako semiwariogram izotropowy (uśredniony). Jeśli jest obliczony wyłącznie dla punktów pomiarowych położonych wzdłuż pewnych równoległych linii lub w obrębie pasów o określonym kierunku stanowi semiwariogram kierunkowy (rys. 3.4).

W pierwszym przypadku zróżnicowanie parametru jest funkcją wyłącznie średniej odległości między punktami pomiarów (opróbowań), natomiast w drugim funkcją średniej odległości między punktami pomiarów i kierunku badania.

Semiwariogramy kierunkowe mają istotne znaczenie, gdy stwierdza się występowanie wyraźnej anizotropii zmienności parametrów złożowych (rys. 3.4). Obliczenie w takich przypadkach tylko semiwariogramów izotropowych (uśrednionych) uniemożliwia wykrycie

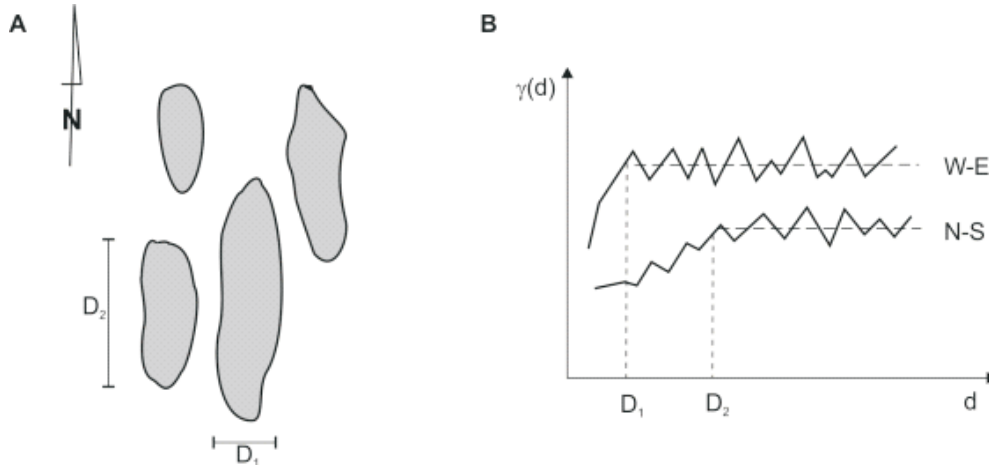
³ Prekursorem zastosowania funkcji korelacyjnych do opisu zmienności parametrów złożowych był S. Zubrzycki, profesor Uniwersytetu Wrocławskiego.



Rys. 3.2. Schemat obliczania wartości semiwariogramu empirycznego (próbkowego) dla A – danych jednowymiarowych (pomiary wzdłuż linii), B – semiwariogramu uśrednionego dla danych dwuwymiarowych z regularnym rozmieszczeniem punktów pomiarowych, C – semiwariogramu kierunkowego dla danych dwuwymiarowych z nieregularnym rozmieszczeniem punktów pomiarowych
 1 – miejsca pomiaru badanej cechy (parametru złożowego), 2 – wyliczone wartości semiwariogramu na wykresie, 3 – sektor zliczania (Δh – przedział odległości, $\Delta\Theta$ – przedział kątowy, punktom w takim sektorze przypisuje się odległość h i kąt Θ)

interesujących informacji o strukturze zróżnicowania parametru, szczególnie przydatnych przy projektowaniu kształtu sieci rozpoznawczej lub sieci opróbowań oraz optymalizacji wydobywania kopaliny.

Semiwariogramy kierunkowe oblicza się na podstawie wzoru (3.1), ale jedynie dla par punktów pomiarowych zlokalizowanych wzdłuż równoległych pasów o jednakowej orientacji (odchyleniu) względem kierunku uznanego za podstawowy (np. kierunku W-E zgod-



Rys. 3.4. Semiwariogramy kierunkowe w przypadku anizotropii

nym z osią odciętych OX). Zestawienie takich semiwariogramów dla szeregu pasów odchylonych od osi OX przykładowo o 0° , 30° , 60° , 90° , 120° , 150° pozwala ujawnić i opisać anizotropię zmienności parametru. Najłatwiejszą do interpretacji formą wizualizacji anizotropii jest przedstawienie zróżnicowania wartości semiwariogramów kierunkowych za pomocą izolinii ich wartości w formie indykatrysy (rys. 3.5). W przypadku idealnej izotropii izolinie wartości semiwariogramów kierunkowych tworzą okręgi o wspólnym środku zlokalizowanym w centrum diagramu. Eliptyczny lub zbliżony do niego kształt izolinii wskazuje na anizotropię zmienności, której siłę wyraża stosunek dłuższej (kierunek minimalnej zmienności) i krótszej (kierunek maksymalnej zmienności) osi elipsy.

Oprócz klasycznego estymatora semiwariogramu Matherona, stosowanych jest także szereg innych estymatorów prawdziwego, nieznanego semiwariogramu. Na szczególną uwagę zasługują tu dwa estymatory semiwariogramów określane jako: względny (relatywny) i Inverted Covariance. Semiwariogramy te niwelują (przynajmniej częściowo) wpływ niejednorodności złoza przejawiającej się zróżnicowaniem średnich wartości parametru w różnych jego częściach.

Semiwariogram relatywny, otrzymuje się przez podzielenie klasycznego semiwariogramu Matherona przez kwadrat średniej wartości parametru $[\bar{z}_h]$ w próbkach, które są uwzględniane w obliczeniach semiwariogramu, dla kolejnych kroków odległości h :

$$\gamma_R(h) = \frac{\frac{1}{2N_h} \sum_{i=1}^{N_h} (z_{i+h} - z_i)^2}{(\bar{z}_h)^2} \quad (3.2)$$

gdzie: N_h – liczba par próbek odległych o h ,
 z_{ih}, z_i – wartości parametrów w próbkach odległych o h ,

\bar{z}_h – średnia wartość parametru we wszystkich parach punktów pomiarowych odległych o h .

Ten typ semiwariogramu łagodzi wpływ tzw. prostego efektu proporcjonalności, wyrażającego się wprost proporcjonalną zależnością wariancji i kwadratu średnich wartości parametru w podobszarach złoża.

Inverted Covariance semiwariogram $[\gamma_{IC}(h)]$ uzyskuje się przez odjęcie od wariancji próbkowej (s^2) autokowariancji $[C(h)]$ ustalonej dla kolejnego kroku odległości h między punktami pomiaru parametru złożowego:

$$\gamma_{IC}(h) = s^2 - C(h) \quad (3.3)$$

Wartości autokowariancji wyznacza się ze wzoru:

$$C(h) = \frac{1}{N_h} \sum_{i=1}^{N_h} (z_i \cdot z_{i+h} - \bar{z}_i \cdot \bar{z}_{i+h}) \quad (3.4)$$

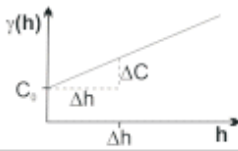

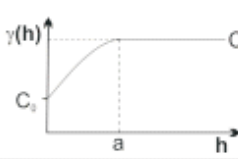
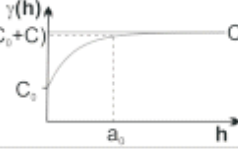
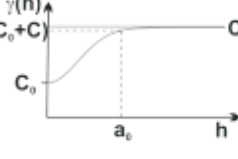

gdzie: N_h – liczba par punktów opróbowań odległych o h ,
 z_i, z_{i+h} – wartości badanego parametru w punktach oddalonych o h ,
 \bar{z}_i, \bar{z}_{i+h} – wartości średnie badanego parametru odpowiednio dla wszystkich punktów i i $i+h$.

Liczne doświadczenia praktyczne pokazują, że semiwariogramy obu rozpatrywanych typów nadają się znakomicie do opisu struktury zmienności parametrów złożowych w przypadkach, gdy ich rozkłady są silnie skośne dodatnio, oraz w przypadku występowania anomalnie wysokich wartości parametru oraz nierównomiernego (szczególnie gniazдового) rozmieszczenia punktów opróbowań w złożu. Ich postacie są bardziej regularne i czytelne, a zmiany wartości płynne w porównaniu z klasycznym semiwariogramem Matherona, co znacznie ułatwia interpretację i modelowanie struktury zmienności parametru. Jak wykazały badania symulacyjne Srivastavy i Parkera (1989) semiwariogram typu *Inverted Covariance* daje w tych warunkach znacznie lepsze przybliżenie rzeczywistych semiwariogramów (tzn. określonych dla pełnych, wyczerpujących zbiorów danych) niż klasyczny estymator semiwariogramu zdefiniowany przez Matherona (1962, 1963).

3.4. Geostatystyczne modelowanie zmienności

Uzyskany na podstawie wyników opróbowań złoża semiwariogram empiryczny, przedstawiony na ogół w postaci wykresu punktowego (lub linii łamanej łączącej poszczególne punkty na wykresie), pozwala na wstępną, przybliżoną charakterystykę cech zmienności badanego parametru, lecz nie może być zastosowany bezpośrednio do rozwiązywania

podstawowych zadań geologiczno-górnicznych, jakimi są: interpolacja wartości parametrów złoża jak również ocena jakości i zasobów kopaliny. W tym celu semiwariogram empiryczny przybliża (aproxymuje) jedną z funkcji analitycznych, które w dalszym postępowaniu traktowane są jako geostatystyczne modele zmienności (modele jej zróżnicowania czyli struktury). Z teoretycznych rozważań wynika, że nie każda funkcja analityczna może być aproksymatą semiwariogramu empirycznego. Obserwacje semiwariogramów empirycznych pozwalają na stwierdzenie, że w praktyce zastosowanie może mieć kilka podstawowych funkcji, które przedstawiono na rysunku 3.6. Najczęściej występujące są trzy typy modeli:

Typ modelu	Nazwa modelu (semiwariorogramu teoretycznego)	Wykres funkcji	Równanie funkcji
bez asymptoty	liniowy		$\gamma(h) = C_0 + b \cdot h$ $b = \frac{\Delta C}{\Delta h}$
	potęgowy		$\gamma(h) = C_0 + b \cdot h^p$ dla $0 < p < 2$ 1. $0 < p < 1$ 2. $1 < p < 2$
z asymptotą	sferyczny		$\gamma(h) = C_0 + C \left[\frac{3}{2} \frac{h}{a} - \frac{1}{2} \left(\frac{h}{a} \right)^3 \right]$ dla $h \leq a$ $\gamma(h) = C_0 + C = \sigma^2$ dla $h > a$
	wykładniczy		$\gamma(h) = C_0 + C [1 - \exp(-\frac{3h}{a_0})]$ $\gamma(a_0) = 0.95(C_0 + C)$ dla $h \rightarrow \infty \gamma(h) \rightarrow C_0 + C = \sigma^2$
	Gausa		$\gamma(h) = C_0 + C [1 - \exp(-\frac{3h^2}{a_0^2})]$ $\gamma(a_0) = 0.95(C_0 + C)$ dla $h \rightarrow \infty \gamma(h) \rightarrow C_0 + C = \sigma^2$
	losowy		$\gamma(h) = C_0 = \sigma^2$

Rys. 3.6. Podstawowe, geostatystyczne modele zmienności

a) model bez asymptoty – cechujący się teoretycznie nieograniczonym wzrostem wartości semiwariogramu ze wzrostem odległości między obserwacjami (np. modele: liniowy, potęgowy),

b) model z asymptotą – charakteryzujący się ograniczonym wzrostem wartości semiwariogramu do wielkości równej teoretycznej wariancji badanego parametru i stałą jego wartością dla odległości $h > a$ (np. modele: sferyczny, Gaussa). Odległość a między obserwacjami, od której następuje stabilizacja semiwariogramu teoretycznego, na wysokości odpowiadającej maksymalnemu poziomowi zmienności, nosi nazwę zasięgu semiwariogramu. Zasięg semiwariogramu jest tożsamy z zasięgiem autokorelacji wartości parametru, co oznacza, iż wyniki wszystkich par pomiarów dokonanych w odległości mniejszej od a są wzajemnie skorelowane,

c) model losowy – reprezentowany jest przez linię poziomą poprowadzoną na wysokości równej wariancji parametru i opisuje obserwowaną przypadkową zmienność parametru, interpretowaną jako przypadek stochastycznej niezależności pomiarów. Wyłącznie w tej sytuacji w pełni uzasadnione jest stosowanie klasycznej metody statystycznej do oceny jakości i zasobów kopaliny.

Rzadziej zastosowanie ma model okresowy, typowy w przypadku gniazdowej struktury zmienności parametrów złożowych .

W sytuacji gdy postać semiwariogramu empirycznego jest złożona i jego przebieg skomplikowany zachodzi konieczność jego przybliżenia za pomocą kompozycji dwu lub więcej modeli podstawowych. Często spotykanym jest model złożony: liniowy dla $h < a$ i losowy dla $h > a$ (liniowy Matherona).

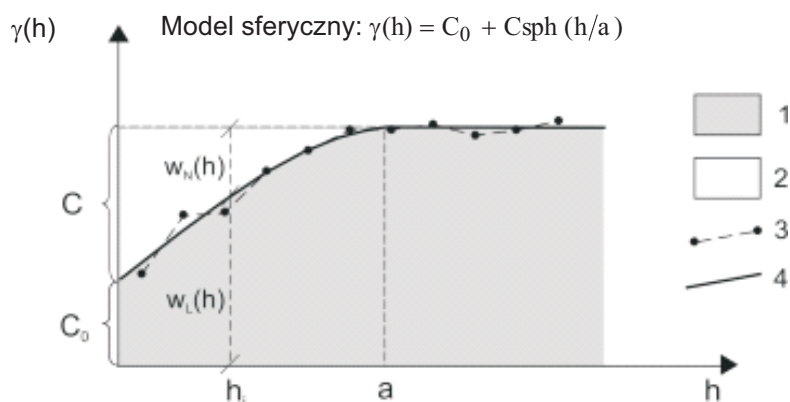
Strukturę złożonej zmienności parametrów złoża, w której występuje składnik losowy i nielosowy opisują modele semiwariogramów z asymptotą. Zastąpienie semiwariogramu empirycznego modelem teoretycznym umożliwia ilościowe wyrażenie udziału obu składników w obserwowanej zmienności: losowego i nielosowego dla dowolnej odległości h między miejscami opróbowań. Zilustrowano to na przykładzie modelu sferycznego przedstawionego na rysunku 3.7.

Semiwariogram charakteryzują trzy parametry C_0 , C i a (rys. 3.7).

Parametr C_0 ilustruje ciągłość i płynność zmian badanego parametru złożowego. Jest to wariancja zmienności lokalnej (zwana także efektem samorodków⁴). Definiuje się ją jako wartość, do której zmierza semiwariogram, gdy odległość między pomiarami zdąży do zera i określa zarazem minimalną wielkość losowego składnika zmienności:

$$C_0 = \lim_{h \rightarrow 0} \gamma(h) \quad (3.5)$$

⁴ Obecność parametru C_0 zaobserwowano w początkowym okresie stosowania metod geostatystycznych do badania zmienności złóż złota i tłumaczono jako efekt akcesorycznego, całkowicie losowego występowania samorodków.



Rys. 3.7. Semiwariogram próbkowy i teoretyczny model sferyczny zmienności parametru

Model sferyczny: $\gamma(h) = C_0 + C \text{sph}(h/a) = C_0 + C \left[\frac{3h}{2a} - \frac{1}{2} \left(\frac{h}{a} \right)^3 \right]$ dla $h \leq a$ i $\gamma(h) = C_0 + C$ dla $h \geq a$

1 – pole zmienności losowej, 2 – pole zmienności nielosowej, 3 – semiwariogram, 4 – model teoretyczny sferyczny, C_0 – wariancja losowego składnika zmienności parametru, C – wariancja nielosowego składnika zmienności parametru, a – zasięg semiwariogramu (autokorelacji), $w_N(h)$ – nielosowy składnik zmienności, $w_L(h)$ – losowy składnik zmienności dla średniej odległości h między punktami pobrania próbek (pomiarów)

Jest ona uzależniona od:

- naturalnej lokalnej zmienności parametru w skali obserwacji mniejszej od odległości między punktami opróbowania lub pomiarów (mikrozmienności),
- błędów przypadkowych (losowych) pomiarów lub opróbowania (pobrania próbek, przygotowania próbki do badań i samych badań).

Ponieważ zmienność naturalna i błędy pomiarów (opróbowania) są wzajemnie niezależne C_0 jest sumą ich wariancji.

Mała wartość C_0 świadczy o dużej płynności zróżnicowania wartości parametru.

Parametr C charakteryzuje stopień ciągłości zmian parametru złożowego oraz wyraża siłę jego autokorelacji. Udziały składników losowego (U_L) i nielosowego (U_N) w całkowitej, obserwowanej zmienności parametru określają, dla dowolnej odległości h między obserwacjami, ilorazy:

$$U_L(h) = \frac{w_L(h)}{C_0 + C} \cdot 100\% \tag{3.6}$$

$$U_N(h) = \frac{w_N(h)}{C_0 + C} \cdot 100\% \tag{3.7}$$

Parametr a – stanowi odległość między obserwacjami, do jakiej obserwuje się ich autokorelację, a zatem występowanie nielosowego składnika zmienności. Określa się ją jako zasięg semiwariogramu (zasięg lub promień autokorelacji).

Efektywność zastosowania geostatystyki na tle statystyki klasycznej, rozumiana jako uzyskiwana dokładność oszacowań wartości parametrów złożowych, wzrasta ze wzrostem zasięgu autokorelacji (a) i udziału składnika nielosowego zmienności (U_N).

3.5. Procedura krigingu zwyczajnego

Procedury szacowania wartości parametrów geologicznych przy wykorzystaniu informacji o strukturze ich zmienności opisywanej za pomocą sewariogramów określane są mianem krigingu⁵. Spośród różnych jego procedur podstawowe znaczenie ma kriging określany jako zwyczajny. Posiada on szereg zalet, których nie posiadają inne metody. Należą do nich między innymi:

- uwzględnienie w procedurach szacowania wartości parametrów struktury ich zróżnicowania opisanej za pomocą modelu semiwariogramu izotropowego lub anizotropowego,
- uwzględnienie wzajemnego położenia obserwacji względem siebie i względem punktu lub bloku, w którym dokonuje się oszacowania (prognozy) wartości parametrów,
- minimalizację błędu oszacowania wartości parametrów,
- ocenę wielkości błędów szacowania parametrów w poszczególnych punktach złoża lub częściach złoża (blokach) o dowolnych rozmiarach i geometrii.

W kringingu, nieznana średnia wartość parametru w punkcie złoża (kriging punktowy), części złoża (kriging blokowy) lub w całym złożu ustalana jest jako średnia ważona:

$$z_K^* = \sum_{i=1}^N w_{Ki} \cdot z_i \quad (3.8)$$

gdzie: z_i – wartość parametru w i -tym punkcie opróbowania,
 w_{Ki} – współczynniki wagowe kringingu,
 N – liczba próbek uwzględnionych w procedurze kringingu.

Istota procedury kringingu zawiera się w sposobie wyznaczania współczynników wagowych. Ustala się je w sposób gwarantujący:

- nieobciążoność estymatora wartości średniej z_K^* parametru złożowego, to znaczy nie występowanie błędu systematycznego w jej ocenie,
- maksymalną efektywność tego estymatora, to znaczy minimalizację wielkości wariancji błędu oceny z_K^* .

⁵ Termin wprowadzony przez G.Matherona (1962, 1963) dla uczczenia D. Krige, profesora na Uniwersytecie w Johannesburgu, prekursora stosowania metod geostatystycznych.

Szczególnie cenna jest ta druga właściwość, stanowiąca o przewadze procedury krigingu nad innymi metodami interpolacji punktowej i szacowania średnich.

Niewiadome współczynniki wagowe krigingu (w_{Ki}) wyznacza się z układu równań krigingu, który ma postać:

$$\left. \begin{array}{l} \sum_{j=1}^n w_j \gamma(S_i, S_j) = \bar{\gamma}(S_i, A) - \lambda \\ \cdot \\ \cdot \\ \sum_{j=1}^n w_j = 1 \end{array} \right\} i = 1 \dots n \quad (3.9a)$$

lub w zapisie macierzowym:

$$\begin{vmatrix} \bar{\gamma}(S_1, S_1) & \bar{\gamma}(S_1, S_2) & \dots & \bar{\gamma}(S_1, S_N) & 1 \\ \bar{\gamma}(S_2, S_1) & \bar{\gamma}(S_2, S_2) & \dots & \bar{\gamma}(S_2, S_N) & 1 \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \bar{\gamma}(S_N, S_1) & \bar{\gamma}(S_N, S_2) & \dots & \bar{\gamma}(S_N, S_N) & 1 \\ 1 & 1 & \dots & 1 & 0 \end{vmatrix} \begin{vmatrix} w_{K1} \\ w_{K2} \\ \dots \\ w_{KN} \\ \lambda \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} \bar{\gamma}(S_1, A) \\ \bar{\gamma}(S_2, A) \\ \dots \\ \bar{\gamma}(S_N, A) \\ 1 \end{vmatrix} \quad (3.9b)$$

gdzie: $\gamma(S_i, S_j)$ – wartość semiwariogramu dla odległości dzielącej poszczególne pary punktów (S_i) i (S_j), w których dokonano pomiaru (obserwacji) badanego parametru, określana z modelu semiwariogramu,

w_{jK} – współczynnik wagowy przypisany i -tej obserwacji (próbce),

$\bar{\gamma}(S_i, A)$ – wartość średnia semiwariogramu między próbką (S_i) i węzłem interpolacji lub blokiem A (symulowanym za pomocą sieci punktów), określana z modelu semiwariogramu dla odległości dzielącej kolejne punkty, w których wykonano obserwacje i dany punkt interpolacji lub blok (punkty w bloku),

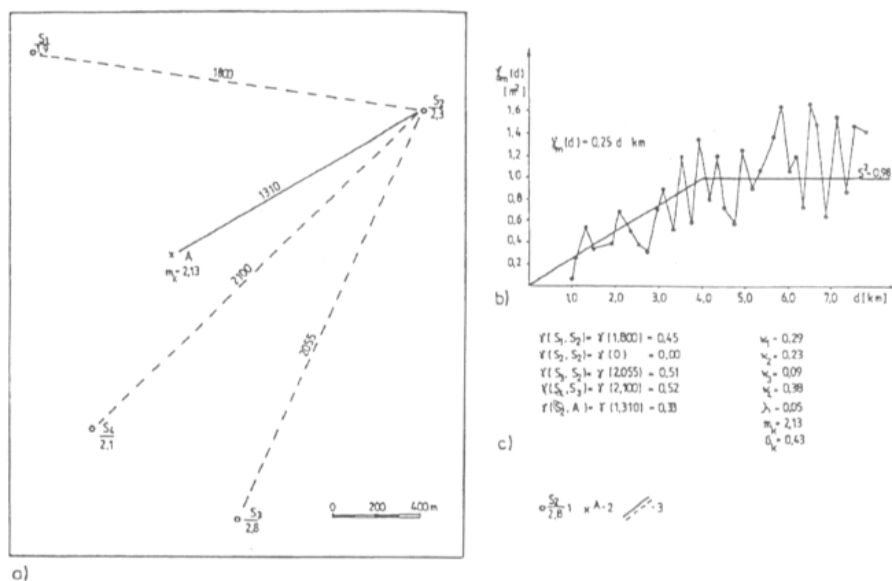
λ – mnożnik Lagrange'a.

Sposób obliczania wartości $\gamma(S_i, S_j)$ oraz $\bar{\gamma}(S_i, A)$ ilustrują rysunki 3.8 i 3.9.

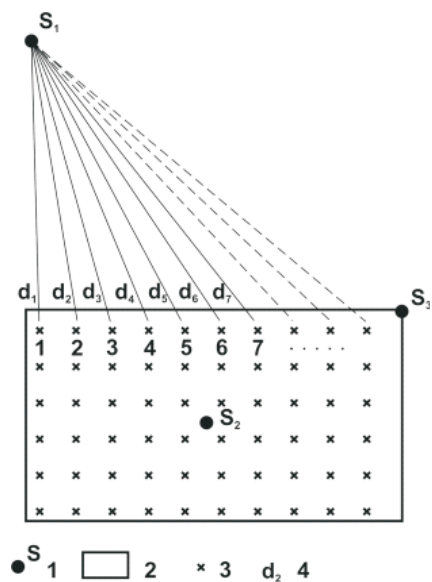
Szacowanie miąższości pokładu węgla w wybranym punkcie. Lubelskie Zagłębie Węglowe, pokład 382 kriging punktowy (rys. 3.8).

Zgodnie ze wzorem (3.8) dla otworów oznaczonych symbolami S_1, S_2, S_3, S_4 mamy układ równań [3.9a]:

$$\begin{aligned} w_1 \cdot 0 + w_2 \cdot 0,45 + w_3 \cdot 0,58 + w_4 \cdot 0,44 &= 0,28 - \lambda \\ w_1 \cdot 0,45 + w_2 \cdot 0 + w_3 \cdot 0,51 + w_4 \cdot 0,52 &= 0,33 - \lambda \end{aligned}$$



Rys. 3.8. Przykład krigingu punktowego. Określenie miąższości pokładu węgla interpolowanej w punkcie A
 a – rozmieszczenie punktów rozpoznawczych (S_i) i punktu w którym interpolowana jest miąższość (A),
 b – semiwariogram empiryczny i jego model teoretyczny, c – wynik obliczeń, 1 – punkty rozpoznawcze
 i stwierdzona miąższość pokładu, 2 – punkt, w którym dokonano interpolacji (oszacowania) miąższości,
 3 – odległości między tymi punktami



Rys. 3.9. Zasada obliczania średniej wartości semiwariogramu $\bar{\gamma}_H(S, A)$

1 – punkty rozpoznawcze, 2 – oceniany blok złoża, 3 – punkty symulujące oceniany blok, 4 – odległość punktu rozpoznawczego S_1 od kolejnych punktów symulujących oceniany blok, dla których oblicza się $\bar{\gamma}_H(S, A)$ na podstawie teoretycznego modelu semiwariogramu aproksymującego semiwariogram empiryczny

$$\begin{aligned} w_1 \cdot 0,58 + w_2 \cdot 0,51 + w_3 \cdot 0 + w_4 \cdot 0,19 &= 0,31 - \lambda \\ w_1 \cdot 0,44 + w_2 \cdot 0,52 + w_3 \cdot 0,19 + w_4 \cdot 0 &= 0,22 - \lambda \\ w_1 + w_2 + w_3 + w_4 &= 1 \end{aligned}$$

Rozwiązaniem tego układu równań są wartości wag w_1, w_2, w_3, w_4 podane na rysunku 3.8. Oszacowana miąższość w punkcie A wynosi $m_k = 2,13$.

Jak wynika z układu równań krigingu (3.9), procedura ta uwzględnia model struktury zróżnicowania parametru oraz:

- wzajemne rozmieszczenie punktów próbowań (lub pomiarów) S_i, S_j ,
- lokalizację punktów próbowań (pomiarów) względem ocenianego punktu złoża lub fragmentu złoża,
- wielkość i kształt ocenianego fragmentu złoża poprzez wyraz $\bar{\gamma}(A, A)$.

Wyznaczenie współczynników wagowych pozwala na oszacowanie średniej wartości parametru złożowego ze wzoru (3.8) oraz na ocenę wielkości zminimalizowanej wariancji błędu oszacowania średniej wartości parametru ze wzoru:

$$\sigma_K^2 = \sum_{i=1}^N w_{Ki} \cdot \bar{\gamma}(S_i, A) + \lambda - \bar{\gamma}(A, A) \quad (3.10)$$

lub ze wzoru równoważnego:

$$\sigma_K^2 = 2 \cdot \sum_{i=1}^N w_{Ki} \cdot \bar{\gamma}(S_i, A) + \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N w_i w_j \cdot \gamma(S_i, S_j) - \bar{\gamma}(A, A) \quad (3.11)$$

- gdzie: N – liczba obserwacji uwzględnionych w procedurze krigingu,
 w_{Ki} – współczynnik wagowy przypisany w procedurze krigingu i -tej obserwacji,
 $\bar{\gamma}(S_i, A)$ – wartość średnia semiwariogramu dla odległości między próbką (S_i) i blokiem obliczeniowym (A) (lub punktem interpolacji),
 $\gamma(S_i, S_j)$ – wartość semiwariogramu dla odległości między próbką (S_i) i (S_j),
 $\bar{\gamma}(A, A)$ – wartość średnia semiwariogramu w obrębie bloku A (dla interpolacji punktowej ten element wzoru jest równy zero).

Miarą dokładności oszacowania średniej wartości parametru (z_K^*) jest wyrażane w tych samych co on jednostkach, odchylenie standardowe krigingu zwane krótko błędem krigingu obliczane jako pierwiastek kwadratowy z wariancji krigingu:

$$\sigma_K = \sqrt{\sigma_K^2} \quad (3.12)$$

Wynik krigingu można uznać za losowy i przyjąć, że szacowaną wartość z_K^* cechuje rozkład normalny. Pozwala to na zastosowanie interpretacji probabilistycznej jak to ma

miejsce w odniesieniu do statystycznego odchylenia standardowego średniej. Jego wielkość wyznacza przedział $[-\sigma_K, +\sigma_K]$, w obrębie którego winno się mieścić około 68% błędów rzeczywistych oszacowań (zatem z prawdopodobieństwem 0,68). W geologii najczęściej stosowanym poziomem prawdopodobieństwa jest $P = 0,95$. Z wystarczającą w praktyce dokładnością można przyjąć, że dla $P = 0,95$ przedział ufności dla nieznaney rzeczywistej wartości średniej parametru wyznaczają podwojone wartości błędu standardowego krigingu: $[-2\sigma_K, +2\sigma_K]$, a sam przedział ufności ma postać:

$$P\{z_K^* - 2\sigma_K < Q < z_K^* + 2\sigma_K\} = 1 - \alpha \quad (3.13)$$

W praktyce dokumentowania złóż najczęściej stosuje się względny (relatywny) błąd standardowy krigingu σ_{KR} , który otrzymuje się przez podzielenie błędu bezwzględnego krigingu σ_K przez oszacowaną wartość parametru z_K^* i wymnożenie wyrażenia przez 100%:

$$\sigma_{KR} = \frac{\sigma_K}{z_K^*} \cdot 100\% \quad (3.14)$$

Interpretacja prognozowanej wielkości standardowego błędu względnego krigingu jest identyczna jak ocena błędu bezwzględnego, tzn. prawdopodobieństwo, że rzeczywisty błąd względny oszacowania będzie mniejszy od prognozowanego błędu względnego wynosi około 68%. W przypadku stosowania w procedurze krigingu modeli semiwariogramów relatywnych z formuł (3.10) i (3.11) uzyskuje się bezpośrednio relatywny błąd oszacowania wartości parametru w ułamku względnym (lub po wymnożeniu wartości błędów przez 100 w procentach).

W zależności od obiektu, dla którego szacuje się wartość parametru złożowego wyróżnia się dwa rodzaje krigingu zwyczajnego: punktowy oraz blokowy lub poligonowy. W pierwszym przypadku szacowanie odnosi się do punktów geometrycznych przestrzeni złożowej, natomiast w drugim do wydzielonych partii złoża o formie prostokątów w planie zwanych najczęściej blokami (kriging blokowy) lub dowolnych wieloboków zwanych parcelami obliczeniowymi (kriging poligonowy).

Kriging punktowy stosuje się do interpolacji (predykcji) wartości parametrów w założonej, odpowiednio gęstej, regularnej sieci punktów przestrzeni złożowej. Stanowi ona matrycę dla kreślenia map izolinowych ilustrujących rozmieszczenie wartości parametrów złożowych. W procedurze tej przyjmuje się, że $\gamma(A, A) = 0$. W każdym punkcie można też oszacować wielkość błędu interpolacji (błędu krigingu) i sporządzić mapę błędów (rys. 3.10).

Drugim ważnym zastosowaniem krigingu punktowego jest weryfikacja poprawności dopasowania modeli teoretycznych do semiwariogramów empirycznych dokonywana przy wykorzystaniu tzw. testu krzyżowego. Istotą testu jest oszacowanie metodą krigingu punk-

towego, przy wykorzystaniu weryfikowanego modelu, wartości parametru kolejno w każdym punkcie opróbowania na podstawie danych wyłącznie z otoczenia tych punktów, a następnie porównanie ich z pomierzonymi wartościami parametru w tych punktach. Wynikiem jest zbiór względnych błędów oceny parametrów w punktach opróbowania, które stanowią stosunek różnicy między oszacowaną i rzeczywistą wartością parametru w punktach opróbowania i wartości prognozowanego błędu oceny (błędu krigingu):

$$\varepsilon_{Ri} = \frac{z_{Ki}^* - z_i}{\sigma_{Ki}} \quad (3.15)$$

gdzie: z_{Ki}^* – oszacowana wartość parametru w punkcie opróbowania i ,
 z_i – rzeczywista wartość parametru w punkcie opróbowania i ,
 σ_{Ki} – błąd krigingu (prognozowany przez metodę krigingu punktowego – błąd interpolacji punktowej).

W przypadku idealnego doboru modelu do danych empirycznych wynikiem weryfikacji jest zbiór względnych błędów oceny parametrów w punktach opróbowania, mający rozkład normalny z wartością średnią $\bar{\varepsilon}_R$ równą zero i relatywnym odchyleniem standardowym s_{ε_R} wynoszącym 1. W praktyce przyjmuje się, że model semiwariogramu próbkowego jest prawidłowo dobrany, gdy: $\bar{\varepsilon}_R$ mieści się w przedziale $[-0,05; +0,05]$, a s_{ε_R} mieści się w przedziale $[0,95; 1,05]$.

Porównanie wyników testu krzyżowego dla różnych modeli semiwariogramów lub różnych parametrów tego samego modelu umożliwia dobór modelu optymalnego.

Kriging blokowy (poligonowy) służy do oszacowania średnich wartości parametrów złożowych i zasobów kopaliny w wydzielonych partiach złoża, izometrycznych, zwykle kwadratowych (kriging blokowy) lub nieregularnych (kriging poligonowy, rys. 3.11).

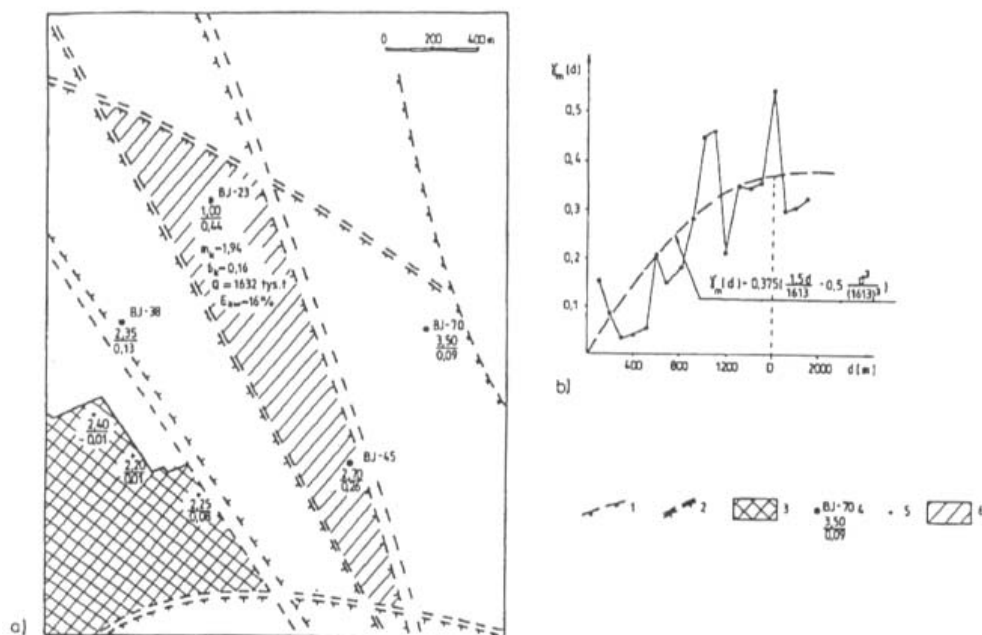
W krigingu blokowym dzieli się złożo w sposób umowny na szereg izometrycznych bloków kwadratowych o jednakowej powierzchni. W każdym bloku szacuje się średnią wartość parametrów złoża. Jeśli szacowana jest zasobność złoża ($\overline{q_{kb}}$) można także w każdym bloku oszacować jego zasoby (Q_b):

$$Q_b = \overline{q_{kb}} F_b = \overline{q_{kb}} d^2 \quad (3.16)$$

gdzie: F_b – powierzchnia bloku,
 d – długość boku bloku.

Można także określić przedział ufności dla zasobów bloku według formuły:

$$P\{(q_K^* - z_\alpha \sigma_K) F < Q < (q_K^* + z_\alpha \sigma_K) F\} = 1 - \alpha \quad (3.17)$$



Rys. 3.11. Kriging poligonowy. Przykład obliczania zasobów węgla

a) wycinek mapy pokładowej, b) semiwariogram empiryczny miąższości pokładu i jego model; 1 – wychodnia pokładu, 2 – uskoki, 3 – pokład wyeksploatowany, 4 – otwory rozpoznawcze, miąższość pokładu i wyliczone wagi krigingu, 5 – punkty pomiaru miąższości w wyrobiskach górniczych, 6 – przykładowy blok obliczeniowy

gdzie: F – powierzchnia bloku (szacowanej partii złoża),

z_{α} – wartość kwantyla dla przyjętego poziomu istotności α rozkładu normalnego odczytana z tablic jego rozkładu.

Błędy względne krigingu blokowego, określone dla odpowiedniego poziomu prawdopodobieństwa (0,9 lub 0,95), mogą służyć jako miara dokładności oszacowania zasobów i średnich wartości parametrów złoża przy kwalifikowaniu rozpoznania do odpowiednich kategorii, podobnie jak odpowiadające im miary statystyczne zdefiniowane wzorami (2.26) i (2.27):

Kriging blokowy może być także stosowany jako procedura „interpolacji blokowej”, która jest zalecana szczególnie w przypadku silnie zaznaczonego składnika losowego zmienności parametrów. Polega on na interpolacji wartości średniej między blokami. Mapa izolinii średniej wartości parametru ilustruje tendencje jego zróżnicowania (rys. 3.12). Zastosowanie jako metod interpolacji krigingu blokowego zamiast krigingu punktowego, prowadzi do zauważalnego (około dwukrotnego) obniżenia błędu szacowania, ale **uniemożliwia** oszacowanie wartości parametru w punktach złoża lub niewielkich parcelach o rozmiarach mniejszych od przyjętych bloków obliczeniowych.

Kriging poligonowy jest procedurą szacowania średnich wartości parametrów złoża (i zasobów) w blokach o dowolnym kształcie (rys. 3.11). W przypadku nieregularnych bloków podane formuły nie uwzględniają błędów wyznaczenia ich powierzchni. W związku z tym rzeczywiste błędy oszacowań zasobów metodą krigingu poligonowego w blokach o nieregularnych kształtach mogą być w niektórych przypadkach nieco większe od wyliczanych.

3.6. Dokładność oceny powierzchni złoża rozpoznawanego otworami wiertniczymi

Zagadnienie dokładności oceny wielkości powierzchni złoża na tle oceny innych parametrów złożowych należy do trudniejszych i rzadziej rozpatrywanych. Błąd z jakim należy się liczyć przy określaniu powierzchni złoża wynika z nieznanymi rzeczywistego położenia jego granic, przede wszystkim w planie. Granice te znane są tylko w wyjątkowych przypadkach. Przykładowo, wówczas gdy pokrywają się one ze stwierdzonymi wychodniami złoża lub ustalane są w sposób sztuczny przez przyjęcie maksymalnej głębokości eksploatacji. Także granice złoża w przekroju pionowym bywają znane tylko w przybliżeniu, gdy położenie stropu i spągu jest bardzo zmienne i znane tylko w rzadkich punktach stwierdzeń.

Określenie wielkości błędu oceny powierzchni złoża jest łatwe tylko w szczególnym przypadku, jakim jest rozpoznanie złoża za pomocą regularnej, prostokątnej sieci otworów, przy przyjęciu pewnych założeń geostatystycznych.

Dla złoża, którego granice wyznaczone są formalnie w sposób pokazany na rysunku 3.13, jego powierzchnię można oszacować mnożąc pole powierzchni elementarnego oczka sieci rozpoznawczej o wymiarach: $a_1 \cdot a_2$ przez liczbę otworów pozytywnych (n) – $F^* = n \cdot a_1 \cdot a_2$. Błąd względny takiego oszacowania powierzchni, zwany błędem geometrycznym wyraża uproszczony wzór:

$$\sigma_{RF}^2 = \frac{\sigma_F^2}{F} = \frac{1}{2n^2} \left[\frac{1}{6} N_2 + 0,06 \frac{(N_1)^2}{N_2} \right] \quad (3.18)$$

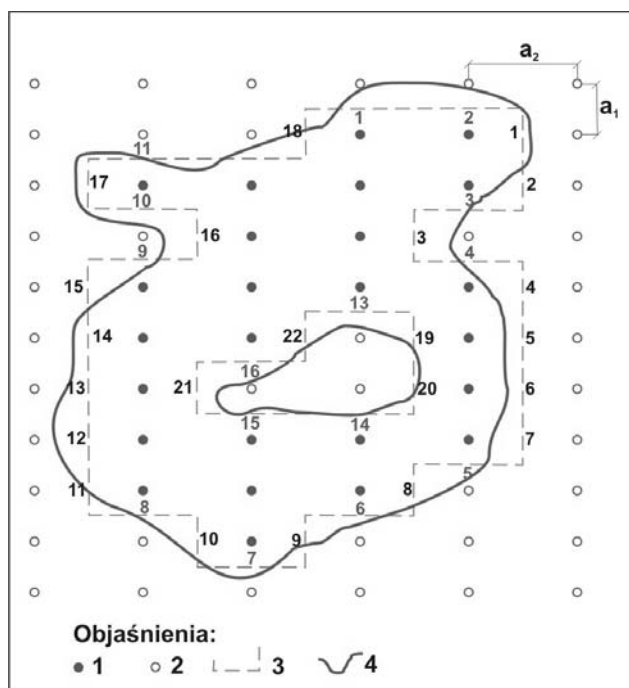
gdzie: σ_{RF}^2 – względna wariancja oceny powierzchni złoża (w ułamku dziesiętnym),
 n (dla $n > 10$) – liczba otworów pozytywnych,
 $N_1, N_2, (N_2 < N_1)$ – liczba elementów (odcinków) równoległych do boków sieci otworów o długościach odpowiednio: a_1 i a_2 , tworzących obwód złoża wyznaczony w sposób formalny (rys. 3.13).

Przy określaniu N_1 i N_2 należy uwzględnić także „wewnętrzne” granice złoża, związane z przerwaniem jego ciągłości (w złożach rud zanikami mineralizacji). Ze wzoru [3.18] wynika, że wielkość błędu geometrycznego zależy od liczby elementów N_1 i N_2 . Oznacza to,

że dla złóż o kształcie wydłużonym należy spodziewać się wyższych wartości błędu geometrycznego niż dla złóż izometrycznych w planie, gdyż przy zbliżonych polach powierzchni złóż te pierwsze cechują się znacznie większym obwodem, a więc większą liczbą elementów N_1 i N_2 .

Zagadnienie oceny błędu wyznaczenia powierzchni złoża zilustrowano na przykładzie przedstawionym na rysunku 3.13. Złoże rozpoznano prostokątną siecią otworów wiertniczych o bokach a_1 i a_2 . Kontury poziome złoża (zewnątrzny i wewnętrzny) zostały wyznaczone w sposób formalny i poprowadzone w połowie odległości między sąsiednimi otworami pozytywnymi i negatywnymi. Linia ciągłą zaznaczono rzeczywisty przebieg złoża, nieznaną przed jego wyeksploatowaniem.

Liczba otworów pozytywnych (wraz z przyporządkowanymi im strefami wpływu o po-



Rys. 3.13. Ocena błędu oszacowania powierzchni złoża (w planie) rozpoznanego za pomocą prostokątnej sieci otworów wiertniczych
1 – otwór pozytywny, 2 – otwór negatywny, 3 – kontur złoża wyznaczony w sposób formalny, 4 – rzeczywisty (nieznany) kontur złoża

wierzchni a_1 a_2) wynosi $n = 25$, stąd pole powierzchni złoża można ocenić jako równe: $F^* = 25 \cdot a_1 \cdot a_2$. Liczba elementów pionowych ograniczających złoże o długości a_1 wynosi 22, zaś poziomych o długości a_2 wynosi 16. Biorąc pod uwagę warunek, że $N_2 < N_1$, należy przyjąć $N_2 = 16$ i $N_1 = 22$. Podstawiając te dane do wzoru [3.18] uzyskuje się:

$$\sigma_{RF}^2 = \frac{\sigma_F^2}{F} = \frac{1}{2n^2} \left[\frac{1}{6} N_2 + 0,06 \frac{(N_1)^2}{N_2} \right] = \frac{1}{2 \cdot 25^2} \left[\frac{1}{6} \cdot 16 + 0,06 \cdot \frac{(22)^2}{16} \right] = 0,0036$$

Stąd względny standardowy błąd geometryczny wynosi: $\sigma_{RF} = 0,06 = 6\%$.

Standardowy, bezwzględny błąd oceny powierzchni (dla poziomu prawdopodobieństwa $P = 0,68$) wynosi: $\sigma_F = 6\% \cdot 25 \cdot a_1 \cdot a_2 = 0,06 \cdot 25 \cdot a_1 \cdot a_2 = 1,5 \cdot a_1 \cdot a_2$, zaś błąd dla poziomu prawdopodobieństwa $P = 0,95$ wynosi:

$$\sigma_F = 1,5 \cdot 1,96 \cdot a_1 \cdot a_2 = 2,94 \cdot a_1 \cdot a_2$$

Rzeczywiste nieznanne pole powierzchni złoża winno się mieścić w przedziale:

$(25 \pm 1,5) \cdot a_1 \cdot a_2$ – dla poziomu prawdopodobieństwa $P = 0,68$ (68%) i $(25 \pm 2,94) \cdot a_1 \cdot a_2$ – dla poziomu prawdopodobieństwa $P = 0,95$ (95%).

W przypadku, gdy możliwa jest ocena dokładności wyznaczenia powierzchni złoża w rozpatrywanej jego partii, błąd względny, standardowy oszacowania zasobów wyraża formuła:

$$\sigma_{KR}(Q) = \sqrt{\sigma_{KR}^2(q) + \sigma_{KR}^2(F)} \quad (3.19)$$

gdzie: $\sigma_{KR}(q^*)$ – błąd względny kriginu oszacowania średniej zasobności składnika użytecznego,

$\sigma_{KR}(F^*)$ – błąd względny kriginu oszacowania powierzchni złoża

Jeśli znane są błędy względne oszacowań średniej miąższości złoża – $\sigma_{KR}(\bar{M})$ i średniej gęstości przestrzennej kopaliny – $\sigma_{KR}(\gamma_0)$ obliczone z zastosowaniem procedury kriginu wykorzystuje się formułę:

$$\sigma_{KR}(Q) = \sqrt{\sigma_{KR}^2(\bar{M}) + \sigma_{KR}^2(\gamma_0) + \sigma_{KR}^2(\bar{P}) + \sigma_{KR}^2(F)} \quad (3.20)$$

Wzór ten jest bardzo przydatny wtedy, gdy pomiary parametrów wykorzystywanych do obliczenia zasobów wykonywane są w różnych punktach rozpoznania lub gdy nie są one równoliczne (ma to z reguły miejsce w realnych warunkach rozpoznania złoża gdy pomiary gęstości przestrzennej kopaliny są zdecydowanie mniej liczne niż pomiary jego miąższości).

LITERATURA

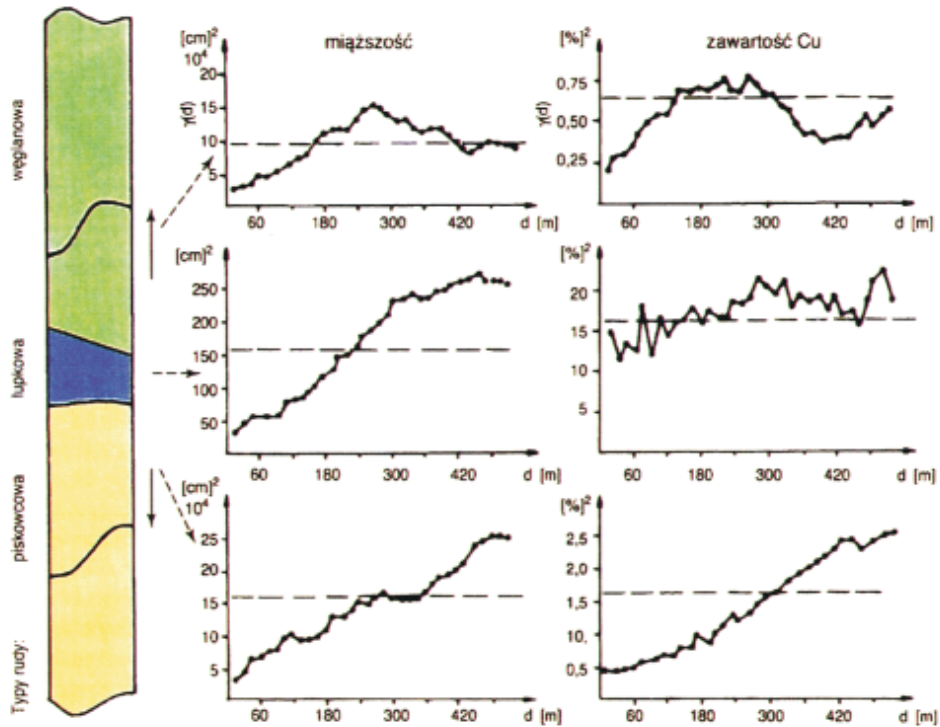
Statystyka

1. BOBROWSKI D., 1980 – Probabilistyka w zastosowaniach technicznych. WNT, Warszawa.
2. LUSZNIWICZ A., 1977 – Statystyka ogólna. PWE, Warszawa.
3. JÓŹWIAK J., PODGÓRSKI J., 2009 – Statystyka od podstaw. PWE, Warszawa, wyd. VI zmienione.
4. KRAWCZYK A., SŁOMKA T., 1986 – Podstawowe metody matematyczne w geologii. Skr. ucz. AGH 1026, Kraków.
5. GREŃ J., 1974 – Statystyka matematyczna; modele i zadania. PWN, Warszawa.
6. PN-90 (N-01051) – Rachunek prawdopodobieństwa i statystyka matematyczna. Terminologia.
7. MUCHA J., WASILEWSKA M., 2009 – Ocena błędów opróbowania złóż – statystyczny niezbędnik geologa górniczego. Górn. Odkrywk. nr 2–3, Wrocław, 84–90.
8. PIĄTKOWSKI J., 1965 – Elementarne metody statystyczne w rozpoznawaniu złóż kopalni stałych. Skrypt AGH 143, Kraków.
9. PODGÓRSKI J., 2010 – Statystyka dla studiów licencjackich. PWE, Warszawa.
10. VOLK W., 1973 – Statystyka stosowana dla inżynierów. WN-T, Warszawa.
11. SMIRNOW N.W., DUNIN-BORKOWSKI J.W., 1969 – Kurs rachunku prawdopodobieństwa i statystyki matematycznej dla zastosowań technicznych. PWN, Warszawa.
12. SMIRNOW W.I., PROKOFIEW A.P. (red.), 1960 – Podszet zapasow miestorożdienij poleznych iskopajemych. Gosgeoltechizdat, Moskwa.
13. SOBCZYK M., 2008 – Statystyka. PWN, Warszawa.
14. YULL G.U., KENDALL M.G., 1966 – Wstęp do teorii statystyki. PWN, Warszawa.

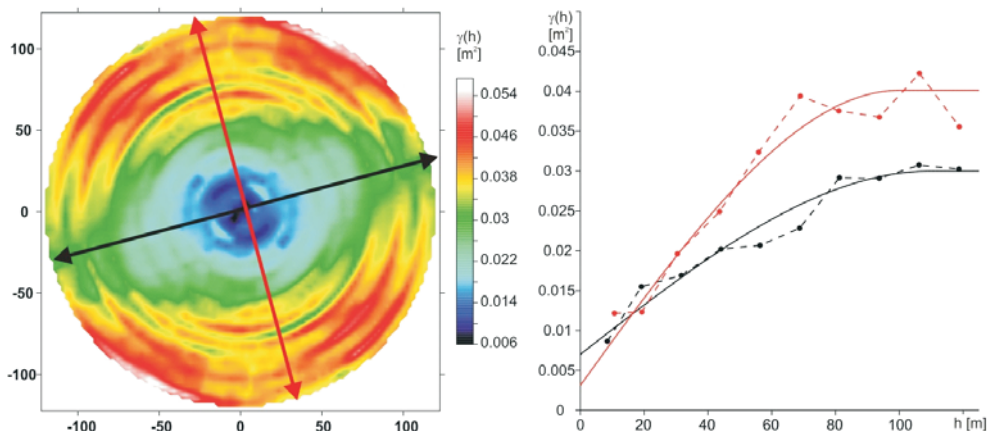
Geostatystyka

1. ARMSTRONG M., 1998 – Basic Linear Geostatistics: Springer-Verlag, Berlin Heidelberg New York, p. 115–116.
2. DEUTSCH C.V., JOURNAL A.G., 1992 – GSLIB – Geostatistical Software Library and User's Guide. New York, Oxford, Oxford University Press, p. 340.
3. GOOVAERTS P., 1997 – Geostatistics for natural resources evaluation. Oxford Univ. Press, N. York, Oxford.
4. ISAACS E.H., SRIVASTAVA R.M., 1989 – Applied Geostatistics. Oxford University Press, p. 561.
5. JOURNEL A.C., HUIJBREGTS Ch.J., 1978 – Mining Geostatistics. London Academic Press, s. 600.
6. KOKESZ Z., NIEĆ M., 1992 – Metody geostatystyczne w rozpoznawaniu i dokumentowaniu złóż oraz w ochronie środowiska. Studia i Rozprawy CPPGSMIE PAN 19, Kraków.
7. MUCHA J., 1994 – Metody geostatystyczne w dokumentowaniu złóż. Skrypt AGH, Kraków, s. 115.

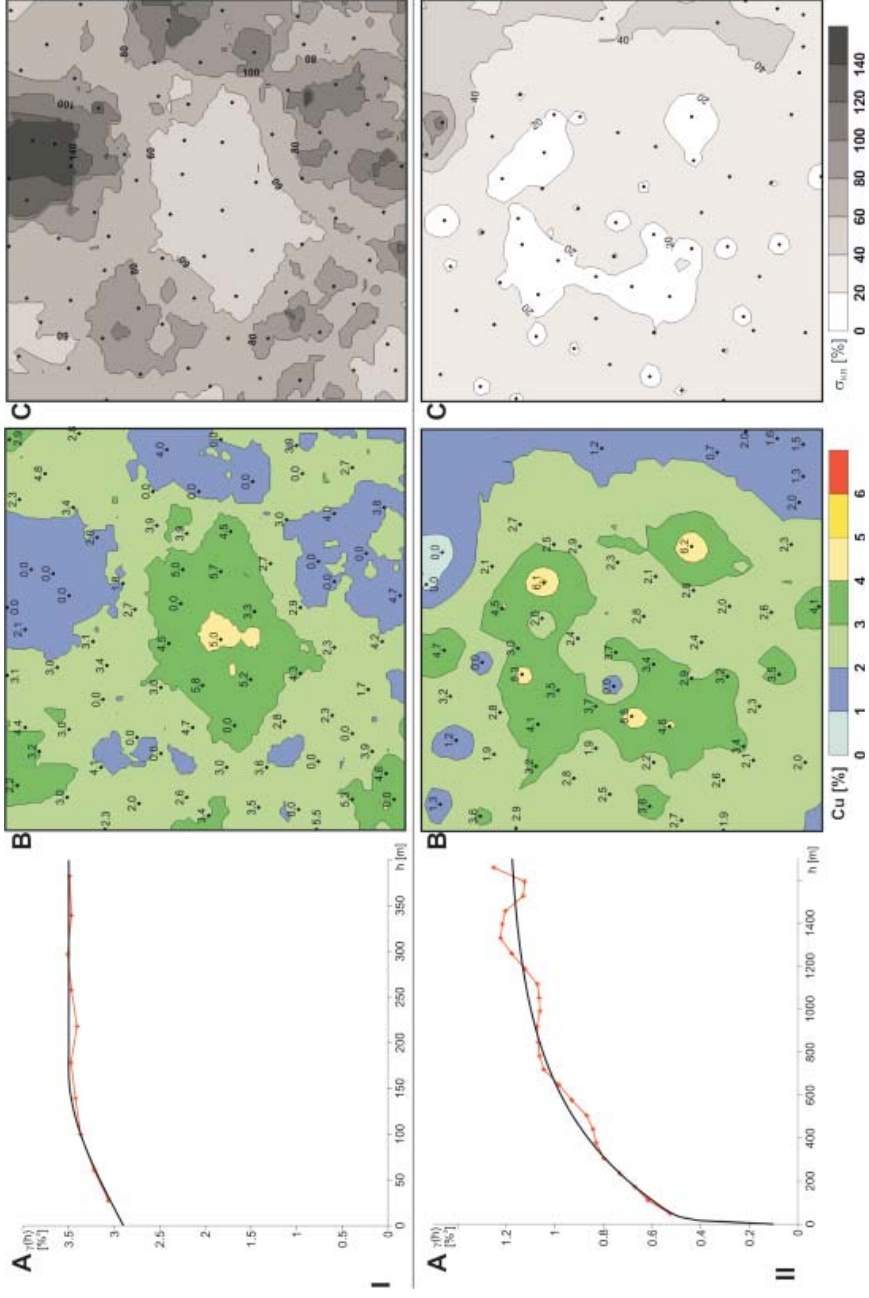
8. MUCHA J., WASILEWSKA M., 2006 – Nieparametryczne geostatystyczne metody interpolacji parametrów wybranych złóż. *Przegląd Górniczy* nr 1, 24–31.
9. NAMYSŁOWSKA-WILCZYŃSKA B., 2006 – Geostatystyka, teoria i praktyka. OW Polit. Wrocławskiej, Wrocław.
10. SRIVASTAVA R.M., PARKER H.M., 1988 – Robust measures of spatial continuity. [W:] Armstrong M. (ed.) – *Geostatistics*. Kluwer, Dordrecht, p. 295–308.
11. SINCLAIR A.J., BLACKWELL G.H., 2002 – *Applied Mineral Inventory Estimation*. Cambridge University Press, p. 381.
12. WASILEWSKA M., MUCHA J., 2006 – Korekta efektu wygładzenia w procedurze interpolacyjnej krigingu zwyczajnego. *Przegląd Górniczy* nr 1, 31–36.
13. YAMAMOTO J.K., 2005 – Correcting the smoothing effect of ordinary kriging estimates. *Mathematical Geology*, Vol. 37, No. 1.
14. ZAWADZKI J., 2011 – *Metody geostatystyczne dla kierunków przyrodniczych i technicznych*. Of. Wyd. Politechniki Warszawskiej.



Rys. 3.3. Semiwariogramy empiryczne parametrów złoża rud miedzi



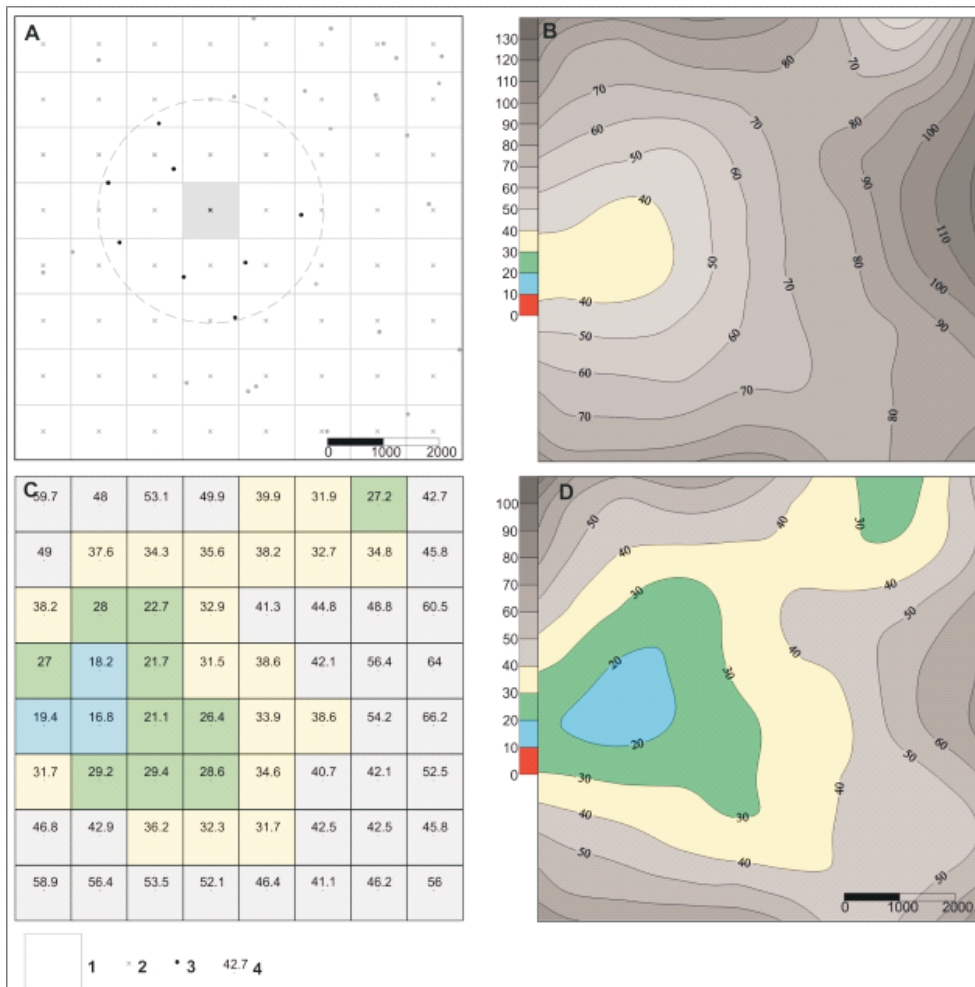
Rys. 3.5. Przykład indykatrixy zmienności i semiwariogramy w kierunku maksymalnej (kolor czerwony) i minimalnej (kolor czarny) mięszczości złoża bursztynu Wiślinka I



Rys. 3.10. Mapy izarytm zawartości miedzi. Interpolacja – kriging punktowy

I – słabo zaznaczony nielosowy składnik zmienności, II – wyraźny udział nielosowego składnika zmienności

A – semiwariogram empiryczny i jego model (sferyczny), B – mapa zawartości miedzi, C – mapa błędów krigingu



Rys. 3.12. Porównanie błędów względnych prognozowanych przez kriging punktowy i blokowy dla zawartości siarki w pokładzie 330 KWK Murcki ($P = 0,95$):

A – rozmieszczenie punktów próbowania punktów sieci interpolacyjnej, bloków obliczeniowych, koła zliczania danych (okrąg przerywany); B – mapa izoliniowa błędów krigingu punktowego; C – mapa blokowa błędów względnych krigingu, D – mapa izoliniowa błędów krigingu blokowego

1 – blok obliczeniowy, 2 – węzeł sieci interpolacyjnej, 3 – punkt opróbowania, 4 – błąd względny krigingu blokowego [%]

SKOROWIDZ RZECZOWY

- A**
- Analiza korelacji i regresji IV 193–196
 - SWOT I 181–182
 - Anizotropia zmienności złoża IV 209–211
 - Anomalie geochemiczne I 49–50
 - wyznaczanie I 55–56
 - Anomalie geofizyczne I 56,61
 - Aparat Jonesa III 62
 - Aureole geochemiczne I 49–50
 - okrucowe I 46
 - pierwotne I 49
 - wtórne I 49
 - Autokorelacji zasięg IV 215
- B**
- Badania geologiczne I 149–150
 - geofizyczne zob. metody geofizyczne
 - hydrogeologiczne I 233–235, II 177–178
 - — projektowanie I 179
 - inżyniersko-geologiczne I 235–236, II 179–185
 - jakości kopaliny III 99–102
 - kontrolne zob. pomiary
 - warunków gazowych I 236, II 185–187
 - wzbogacalności III 114
 - Baza danych II 164
 - Bieg skierowany II 86
 - Bloczność III 115–119
 - klasyfikacja III 119
 - ocena III 111–119
 - wskaźnik 116
 - Blokdiagram II 168
 - Blok eksploacyjny IV 118
 - geologiczny IV 112
 - Błąd grubo (pomyłka) IV 147
 - losowy IV 150
 - ogólny szacowania zasobów IV 165
 - oszacowania parametrów złoża I 124–130
 - — zasobów I 125
 - przypadkowy IV 150
 - systematyczny IV 150, 200–206
 - — wykrywanie IV 198 – 206
 - względny IV 163
 - Błędy opróbowania III 89–96
 - laboratoryjne III 92–93
 - pobierania próbek III 90–92
 - przygotowania do analizy III 92
 - przypadkowe III 89, 90, 94
 - systematyczne III 89, 90, 92–94
 - szacowania zasobów I 125, IV 147–166
 - analogii IV 157
 - geometryzacji IV 157–161
 - interpretacji IV 157–161
 - grube (pomyłki) IV 147–148
 - pomiaru parametrów złoża IV 149–157
 - — gęstości przestrzennej IV 152–153
 - — miąższości IV 151–152
 - — powierzchni IV 155–157
 - — przypadkowe IV 150
 - — systematyczne IV 150–151
 - — zasobności IV 157
 - — zawartości składnika użytecznego IV 153–155

- reprezentatywności IV 162–165
 - rodzaje IV 147–149
 - techniczne zob. pomiaru parametrów złoże
 - względny szacowania IV 11–13, 163
 - Bruzda III 25
 - prostokątna III 26
 - trójkątna III 26
 - Budowa złoże, dokumentacja kartograficzna II 171–173
 - generalizacja II 117
 - sposoby przedstawiania II 117–119
- C**
- Chronometraż II 27–30
 - Cięcie rdzenia III 9–10
 - Cykl organizacyjny I 156
 - prac geologicznych I 156–157
- D**
- Diagram aksonometryczny II 168
 - blokowy II 168
 - Conolly’ego II 152
 - kasetonowy II 169
 - w rzucie afinicznym II 169
 - Dokładność zob. błędy
 - Dokumentacja budowy złoże II 171–173
 - fotograficzna wyrobisk II 82–86, II 94
 - fotogrametryczna wyrobisk II 93
 - geologiczna złoże I 23, 73–76, 200–203
 - — forma I 246
 - — treść I 74–76, 246–248
 - obserwacji terenowych II 24–26
 - otworów wiertniczych II 28–63
 - opróbowania III 19–22
 - wyrobisk górniczych II 63
 - Dokumentacji weryfikacja I 205–208
 - wykonywanie I 227–248
 - Dokumentowanie kopaliny towarzyszących I 242–243
 - złożeń małych zob. małe złoże
 - Dystrybuanta IV 179, 186
- E**
- Efekt matrycy III 81
 - Ekstrapolacja budowy geologicznej II 13–14
- granic złoże IV 80–82
 - nieograniczona II 13
 - ograniczona II 13
- F**
- Formy złożeń I 106–107
 - zrostów minerałów rudnych z płynnymi III 112–114
 - Fotodokumentacja wyrobisk II 82–86
 - Fotoplan II 83
 - Fotopunkt II 83
 - Fotoszkic II 83
 - Fototon II 83
- G**
- Gazowe warunki eksploatacji I 76, 236
 - Generalizacja budowy geologicznej II 117
 - Geochemiczne metody zob. poszukiwania złożeń
 - Geofizyczne metody I 56–63, 83–90, II 97–100
 - geoelektryczne I 58–59, 83–88
 - grawimetryczne I 57
 - kartowania złożeń II 97–100
 - magnetyczne I 57
 - określania gęstości przestrzennej IV 74
 - opróbowania I 53–54, 80–88
 - poszukiwania złożeń I 56–61
 - profilowania otworów I 89–90
 - radiometryczne I 60
 - rozpoznawania złożeń, powierzchniowe I 83–89
 - sejsmiczne I 57, 87
 - Geologiczno-górnice warunki eksploatacji I 75–76, 233–236, II 175–187
 - zakres badań II 175–176
 - Geometra próbek bruzdowych III 43–44
 - Geometryzacja złożeń IV 103–104, 110–111
 - Geostatystyka I 126, IV 207–225
 - efektywność stosowania IV 101–102, 216
 - Geostatyczne metody I 126–130, IV 98–107, 207–225

- Geotermiczne warunki eksploatacji I 76, 236
- Gęstość przestrzenna kopaliny IV 69–74
- — błąd pomiaru IV 152–153
 - — w stanie wilgotnym IV 74
 - sieci rozpoznawczej I 130–143, IV 14, 16
- Glacitektonika II 115–116
- Granice obszaru oliczenia zasobów IV 78–87
- warstw II 42, 54
 - — interpretacja II 119
 - — wyznaczanie na rdzeniu II 42
 - złoża I 9–11, IV 78–87
 - — bilansowego IV 82–83
 - — błędy interpretacji I 102–104
 - — rozpoznawanie I 100–104
 - — rozpoznanego z różną dokładnością IV 85–87
 - — w profilu I 10–11, IV 67–69
 - — w przekroju IV 80–81
 - złóż gniazdowych IV 82
 - — żyłowych IV 82
- Graniczne wartości parametrów definiujących granice I 213–225, IV 22–38
- Grupy złóż I 133, IV 14
- H**
- Harmonogram I 188–189
- Hipotezy statystyczne IV 191
- testowanie IV 192, 193
- Histogram IV 178
- Hydrogeologiczne warunki eksploatacji I 75, 233–235, II 176–179
- dokumentowanie II 176–179
- I**
- Identyfikacja pokładu II 101–106
- bezpośrednia II 102
 - metodami laboratoryjnymi II 104
 - metodami polowymi II 104
 - pośrednia II 102–105
- Identyfikowanie żył II 107–108
- Indykatory zmienności IV 209
- Inklinogram II 31
- Interpolacja II 13
- granic złoża IV 80–82
 - izarytm zob. izarytmy
- Intersekcja warstw na ośrodku wyrobisk II 73
- wychodni złoża II 154
- Izarytmy II 134
- interpolacja blokowa IV 220
 - — efektywność (dokładność) II 143
 - — interpretacyjna II 146–147
 - — liniowa II 135–137
 - — — metodą trójkątów II 136
 - — — sieciowa II 137–146
 - — — metodą odwrotności odległości II 140
 - — — metodą geostatystyczną (krigingu liniowego II 141–146
 - — — triangulacyjna II 140
 - — sposoby II 134–147
 - metanonośności II 186
- Izolinie zob. izarytmy
- Izometria techniczna II 168
- Izopzchyty II 159
- Inżyniersko-geologiczne warunki eksploatacji I 75–76, 235–236, II 179–185
- dokumentowanie II 179–185
- J**
- Jakość kopaliny, badanie I 231–233
- charakterystyka właściwości III 99–119
 - ocena III 107–112
 - prezentacja kartograficzna III 122–126
 - przedstawianie III 102–106
 - zakres badań III 99–102
- Jednostki surowcowe I 65–66
- K**
- Kartowanie fotograficzne wyrobisk II 82–86
- Kartowanie geologiczne chodników zob. wyrobisk poziomych
- sztolni zob. wyrobisk poziomych
 - szybików II 80
 - szybów II 80–81
 - wyrobisk górniczych podziemnych II 63–86
 - — metodyka II 68–82

- — podkłady mapowe II 66–69
- — warunki kartowania II 64–66
- — bezpośrednio II 74–75
- — pośrednio II 75–82
- wyrobisk poziomych II 76–80
- wyrobisk kopalń odkrywkowych II 93–96
- żłóż II 9, 11
- — metodami geofizycznymi II 97–100
- — na powierzchni II 21–25
- — — metodą doraźnego dowiązania II 22
- — — metodą wyznaczonej sieci II 22
- — na podstawie opróbowania II 100–101
- Kategorie dokładności poznania złoża I 19–22, IV 11–13
- zagrożenia metanowego II 187
- zasobów I 22–23, IV 13–14
- Kąt nachylenia otworu wiertniczego I 80, II 158, IV 63
- Kilburna metoda oceny wyników poszukiwań I 64–65
- Klasyfikacja zasobów I 19–20, 22–23, IV 9, IV 85–87
- amerykańska I 23
- CRIRSCO IV 45–46, 53
- międzynarodowe I 23, 24, IV 45–56
- — porównanie z polską IV 48–56
- — sposób stosowania IV 55
- ekstrapolowanych IV 79, 85–86
- JORC I 23, IV 45–46, 53
- Mc Kelvye’ego I 23, IV 54
- ONZ IV 47–56
- UNFC I 23, 24, IV 47–56
- w zależności od przydatności gospodarczej IV 19–22
- w przekroju IV 81, 136–137
- z uwagi na rodzaj i jakość kopaliny IV 9–10
- z uwagi na stopień zbadania złoża IV 10–18
- Kodeks JORC I 23, 199, IV 45
- Kolekcja wzorcowa skał II 9
- Komputerowe techniki IV 5
- obliczania zasobów IV 97
- sporządzania diagramów blokowych II 169
- — map izarytm II 163–165
- — przekrojów geologicznych II 133
- Kontrola opróbowania III 91–98
- pobierania próbek III 91–93
- pracy laboratorium III 93–94
- — wewnętrzna III 93
- — zewnętrzna III 93
- Kontur złoża wewnętrzny IV 79–80
- zewnętrzny 79–80
- zerowy IV 80
- Kopalina I 7
- rodzaje I 8
- wielosuwrowcowa I 8
- Kopaliny skalne I 43
- granice złoża I 104–105
- mapy geologiczno złożowe II 172–173
- metody poszukiwań I 43
- obliczanie zasobów IV 141
- obszary perspektywiczne I 69
- ocena perspektyw złożowych I 67–69
- oznaki występowania żłóż I 45
- poszukiwania wstępne I 67–69
- poszukiwania szczegółowe I 70–72
- rozpoznawanie żłóż I 112–116
- Kopaliny towarzyszące, dokumentowanie I 241–242
- Korelacja geofizyczna II 58
- istotność IV 195
- parametrów IV 193
- pokładów II 101, 104–107
- żył II 107–108
- Kriging II 141–146, IV 98–107, 214–221
- blokowy IV 101–107, 214, 218, 219, 220
- błąd krigingu IV 217–218, 220
- podstawy IV 98–101
- poligonowy IV 101–107, 218, 221
- punktowy II 141–146, IV 107–110, 214, 218 – 219
- równania IV 215
- średnia wartość parametru IV 214
- — dokładność szacowania

- — przedział ufności IV 216
 - wagi II 143–144, IV 214–216
 - — sposób obliczania IV 216
 - zasady stosowania IV 101
 - zwyczajny IV 214–221
 - Kruszarka szczękowa III 60, 66
 - walcowa III 60, 66
 - Kryteria bilansowości I 9, IV 22–38
 - geologiczne złoża I 9, (aneks) 213–225, IV 22–38
 - — ekonomiczne IV 30–31
 - — ilościowe IV 19, 24–27
 - — opisowe IV 19
 - — sposób stosowania IV 33–37
 - — techniczne IV 28–30
 - zasobów pozabilansowych IV 31
 - zasobów przemysłowych IV 36–44
 - Krzywe rozkładu parametrów złożowych IV 179, 181
 - Krzywienie otworu I 80, II 30–32
 - Kwartowanie próbki III 65–66
- M**
- Magazynowanie rdzeni III 20
 - Małe złoża dokumentowanie I 203
 - dokładność szacowania zasobów IV 166–167
 - ocena perspektyw I 65–67
 - poszukiwania wstępne I 65–67
 - rozpoznawanie I 119–120
 - Mapa błędów interpolacji (krigingu) IV 218
 - geologiczna II 11
 - — odkryta II 11
 - — poziomowa II 12, 66
 - — rzutu pionowego II 68
 - — zakryta II 12
 - geośrodowiskowa I 65
 - górnicza II 66–68
 - — podstawowa II 66
 - — pokładowa II 67–68
 - — poziomowa II 66–67
 - — przeglądowa II 66
 - — rzutu pionowego II 68
 - hydrogeologiczna II 177–179
 - — położenia zwierciadła wody II 177–178
 - hydrochemiczna II 178
 - hydroizohips II 178
 - inżyniersko-geologiczna dokumentacyjna II 181
 - — prognoz II 181
 - — rejonizacji II 181, 184
 - — stropu II 181–182
 - izarytm II 133–134
 - jakości kopaliny II 160–163, III 118–122
 - — przeglądowa II 161
 - — szczegółowa II 162
 - miąższości nadkładu II 159–160
 - miąższości złoża II 158
 - sporządzanie II 158
 - — metodą interpolacji II 158
 - — metodą przekrojów II 158
 - — metodą superpozycji II 158–159
 - metanonośności II 186–187
 - numeryczna II 164–165
 - obliczania zasobów IV 78
 - rzutu pionowego złoża II 69, 152–153
 - skrasowienia II 167
 - spągu złoża II 147
 - stropu karbonu II 167, 178–179
 - — złoża II 147
 - strukturalna, sporządzanie II 147–154
 - — metodą interpolacji II 149
 - — metodą przekrojów II 150–151
 - — w rzucie na płaszczyznę pionową II 152
 - zasobności złoża II 163–164, III 120
 - zasobów złoża IV 78
 - Mapy geologiczne II 11
 - geologiczno-złożowe II 10
 - — sporządzanie I 242–245 II 9, 11, 119–125
 - górnicze zob. mapa
 - izarytm II 133–134
 - — zastosowanie techniki komputerowej II 164–165
 - jakości kopaliny zob. mapa
 - parametrów złoża II 133–134
 - podziemne II 83
 - specjalne II 165–168

- skale II 15–16
 - strukturalne zob. mapa
 - znaki umowne II 16–20
 - Mediana IV 184
 - Metalotekty I 34
 - Miaższość złoże II 156–158, IV 61–69
 - błąd pomiaru IV 151–152
 - całkowita IV 67
 - pionowa II 156, 157, IV 63
 - pozioma II 157, IV 63
 - pozorna II 157, IV 63
 - robocza (eksploatacyjna) IV 67
 - rzeczywista II 157, IV 63
 - użyteczna IV 67
 - Mieszanie próbek III 60–61
 - Minerotekty I 34
 - Minimalna liczba pomiarów IV 190
 - wyznaczanie IV 190–191
 - Młyn kulowy III 60–61, 66
 - stożkowy III 60, 66
 - tarczowy III 60, 66
 - Model złoże II 168–171
 - bryłowy II 169
 - cyfrowy II 164
 - plastrowy II 169
 - powłokowy II 169
 - szkieletowy II 170
 - Moździerz, mechaniczne III 61, 66
- N**
- Nauka o organizacji pracy i zarządzaniu I 152–153
 - prawa organizacji pracy I 154–156
- O**
- Obliczanie zasobów IV 97–145
 - metody IV 97–145
 - — bloków IV 112–119, 140, 142
 - — Bołdyriewa zob. wieloboków
 - — izolinii (izarytm) IV 124–128
 - — krigingu zob. kriging
 - — minibloków IV 107–110
 - — okręgów IV 137–138
 - — przekrojów IV 128–137, 141
 - — statystyki wydobywania IV 139–140
 - — średniej arytmetycznej IV 111, 112–119
 - — średniej zasobności IV 116
 - — trójkątów IV 123–124
 - — uproszczone IV 110–112
 - — wieloboków IV 120–123, 142
 - — współczynnikiem rudoności (zasobności) IV 92–93, 138–139
 - — wybór IV 140–143
 - pierwiastków śladowych i rzadkich IV 144–145
 - podstawy teoretyczne IV 57–60
 - stosowanie technik komputerowych IV 5, 7
 - zasady teoretyczne IV 57–60, 97–98
 - Obserwacje czasu wiercenia II 27–30
 - hydrogeologiczne w otworze II 33
 - krzywienia otworu II 30–33
 - płuczki II 32
 - tektoniki II 108–115
 - — na rdzeniu II 39–40, 114–115
 - zachowania się płuczki II 32–33
 - Ocena zawartości minerałów użytecznych wizualna III 75–76
 - — składników na podstawie ich wzajemnej korelacji III 77–79
 - Ochrona środowiska I 236–238
 - złoże I 236, 238
 - Odchylenie standardowe IV 183
 - Odległość między próbkami III 47–50
 - punktami rozpoznawczymi zob. gęstość sieci
 - Opis makroskopowy próbki skalnej II 36–37
 - rdzeni II 36–46
 - Opróbowanie złoże I 231–233
 - zob. też próba, próbki
 - bezpośrednie III 7, 9–71
 - błędy III 86–93 zob. też błędy
 - cele III 7–8
 - do badań właściwości fizycznych III 18
 - — błędy III 96–97
 - geofizyczne III 80–88
 - — w otworach wiertniczych III 86–88
 - gęstość III 48–50
 - gniazdowe III 48
 - kontroli zasady III 90–97
 - losowe III 47

- mechanizacja III 31–32
 - ocena poprawności III 85–86
 - otworów strzałowych III 33–35
 - otworów wiertniczych III 9–22
 - — planowanie III 14
 - pośrednie III 7, 75–88
 - prezentacja kartograficzna wyników III 122–126
 - projektowanie I 178–179, 231–233, III 43–44
 - radiometryczne rud uranu III 80–81
 - rentgenofluorescencyjne III 76–80
 - reprezentatywne III 47
 - reprezentatywność III 97–98
 - rdzeni wiertniczych III 9–11
 - rodzaje III 7–8
 - systematyczno-losowe III 48
 - tendencyjne III 45
 - warstwowe III 48
 - według typów rud III 77
 - wizualne III 75–77
 - wyrobisk eksploatacyjnych III 35–37
 - — górniczych III 22–40
 - — — dokumentacja III 39–40
 - — — projektowanie III 43–44
 - — — warunki poprawności III 38
 - — — wybór sposobu III 39–40
 - — — metodami pośrednimi III 75–88
 - Orientownik Krögera II 87
 - Otwory rozpoznawcze I 78–80
 - wiertnicze I 78–80
 - — kierowane I 81
 - — kierunkowe I 80
 - — kolejność wykonywania I 97–98
 - — krzywienie I 81
 - — mechaniczne obrotowe I 79
 - — obserwacje w czasie wiercenia II 27–28
 - — okrętne I 78
 - — pionowe I 80
 - — projektowanie I 172–176
 - — rdzeniowe I 79–80
 - — rozmieszczanie I 95–97
 - — udarowe I 79
 - Oznaki złożowe I 36–39, 42–43
 - — bezpośrednie I 37–38
 - — ocena I 62–65
 - — pośrednie I 38–39
- P**
- Paletka IV 88
 - Parametry graniczne złoża I 213–225, IV 24–27
 - gwarantowane III 105
 - rozkład III 119–120, IV 175
 - złoża IV 61–95
 - — błędy pomiaru IV 149–157
 - — sposób wykorzystania w obliczaniu zasobów IV 94–95
 - Planimetr IV 87
 - Pomiary, badania poprawności IV 195, 196
 - kontrolne IV 196
 - sparowane IV 196
 - Pomniejszanie próbek zob. próbki
 - Poszukiwanie złóż I 17–19, 25–77
 - etapy I 17–19, 22
 - metody I 26, 45–61
 - — bezpośrednie I 45–47
 - — geochemiczne I 49–56
 - — — pobieranie próbek I 51–53
 - — — przedstawianie wyników I 54–56
 - — geofizyczne I 56–61
 - — kartograficzne I 45–47
 - — szlichowe I 47–49
 - realizacja prac I 35
 - rekonesansowe zob. zwiadowcze
 - szczegółowe I 18, 19, 21, 67–71
 - — metody I 26
 - — ocena wyników I 71
 - — wstępne I 18–21, 36–44
 - — kopalni skalnych I 65–67
 - — metody I 28, 44–63
 - — ocena wyników I 62–65
 - — zasady I 36
 - zasady ogólne I 25
 - zwiadowcze I 18–21, 25–36
 - — metody I 26, 29
 - Potoki rozsiania I 46
 - Powierzchnia złoża IV 78–90
 - błąd pomiaru IV 155–157
 - błąd geometryczny oceny IV 221–223
 - pomiar IV 85–90
 - — na podstawie współrzędnych konturu IV 89–90

- — paletką IV 88–89
- — planimetrem IV 87–88
- — siatką linearną IV 89
- wariacja oceny IV 221
- Prace geologiczne I 149
- cel projektowania I 151
- czas wykonywania I 186–188
- dokumentowanie wyników I 202–203
- harmonogram I 188–189
- kontrola realizacji I 204–205
- kosztorysowanie I 193–195
- metody I 169–170
- ocena warunków realizacji I 180–185
- planowanie I 158
- programowanie I 186–193
- — metodą sieciową I 188–193
- projektowanie I 158–185, 228–230
- — badań geofizycznych I 176–178
- — — naziemnych I 176–177
- — — w otworach wiertniczych I 177–178
- — hydrogeologicznych I 179
- — dane wyjściowe I 165–167
- — opróbowania I 178–179
- — otworów wiertniczych I 172–176
- — prac geodezyjnych I 179
- — wyrobisk górniczych I 176
- — określenie celu I 161–165
- — — szczegółowe realizacji I 172–180
- zasady I 158–161
- wybór metodyki I 168–172
- realizacja I 196–200, 228–230
- Prace poszukiwawcze zob. poszukiwanie złóż
- Prace rozpoznawcze zob. rozpoznawanie złóż
- Prawo geologiczne i górnicze I 7, 73, 149, 196
- Prawo Lasky’ego IV 38
- Prawa nauki o organizacji pracy I 154–156
- Prędkość opadania ziarn w płuczce II 48–49
- przepływu płuczki II 48
- Profil otworu gazowy II 185
- graficzny II 58–62
- opisowy II 37
- Profile geologiczne, sporządzanie I (aneks) 243–246
- Profilowanie chodników II 76–79
- fotograficzne wyrobisk II 83–86
- nadsiewłomów II 80
- otworów wiertniczych II 36–62
- — chemiczne II 50–51
- — geofizycznie I 89–90, II 52–58
- — geologiczne II 36–52
- — rdzeni II 36–46
- — selektywne II 44
- — specjalne II 50
- wierceń obrotowych bezrdzeniowych II 46–50
- wierceń udarowych II 46–48
- skarp II 93–96
- sztolni II 76–78
- szybków II 80–81
- wyrobisk górniczych II 75–82
- — eksploatacyjnych II 78–80
- — fotograficzne II 82–86
- Projektowanie otworu wiertniczego zob. prace geologiczne
- wyrobiska górniczego zob. prace geologiczne
- Projekt prac geologicznych I 195–196
- robót geologicznych I 196
- Projektowanie prac geologicznych zob. prace geologiczne
- zagospodarowania złoża IV 38
- opróbowania zob. prace geologiczne
- prac rozpoznawczych zob. prace geologiczne
- Promień korelacji I 128
- Protokół opróbowania III 21
- Próba statystyczna (liczba pomiarów, obserwacji) IV 187, 191
- minimalna liczebność
- Próbka
- błonkowa III 28
- bruzdowa III 25–31
- — geometria III 45–46
- — odcinkowa III 29
- do badań chemicznych III 14–17
- — mineralogiczno-petrograficznych III 17–18

- — stratygraficznych III 18
 - — technologicznych III 19
 - — właściwości fizycznych III 18–19
 - kopalin ilastych III 17
 - — okruczowych III 17
 - o nadmiernie wysokiej mineralizacji III 107–108
 - pierwotna III 54
 - pomniejszona III 55
 - punktowa III 23–25
 - — odosobniona III 23
 - — w układzie liniowym III 24–25
 - — — sieciowym III 24–25
 - reprezentatywna III 51, 95
 - urobkowa III 22
 - zasypu III 11–12
 - zdzierkowa III 22
 - zwierzyny III 12–13
 - z otworów strzałowych III 33–35
 - z rdzeni wiertniczych III 9–11
 - Próbki zob. próbka
 - geometria III 45–46
 - orientacja III 29–230, 45–46
 - rozmiary III 27, 46–47
 - kontrola pobierania III 90–92
 - — przygotowania do analizy III 92
 - miniaturyzacja III 28
 - pomniejszanie III 53–58, 63–66
 - — błąd III 57–58
 - — błąd fundamentalny III 57
 - — reprezentatywne III 53
 - pomniejszone reprezentatywnie III 54–56
 - przygotowanie do analizy III 53–73
 - — pomniejszanie III 65–66
 - — przesiewanie III 61
 - — rozdrabnianie III 59–61
 - — mieszanie III 62–63
 - — zasady III 53–58
 - rodzaje III 9, 22
 - rozmieszczanie III 45–47
 - rozstaw III 47–50
 - schemat przygotowania do analizy III 66–73
 - sposoby pobierania III 9–13, 23–38
 - — na wychodniach III 23–38
 - — w otworach wiertniczych III 9–13
 - — w wyrobiskach górniczych III 23–38
 - typowanie III 20
 - Próbnik boczny III 10–11
 - Przechowywanie próbek III 20–21
 - rdzenia III 19–20
 - Przedział ufności IV 187
 - średniej arytmetycznej IV 187
 - Przekrój korelacyjny II 59, 106
 - podłużny II 131
 - poprzeczny II 131
 - przewyższony II 131
 - ukośny II 131
 - Przekroje geologiczne II 125–133
 - błędy interpretacji II 128, 132
 - inżyniersko-geologiczne II 185
 - hydrogeologiczne II 177–178
 - poziome IV 133–134
 - sporządzanie I (aneks) 242–245, II 125–133
 - — metodą bezpośrednią II 128
 - — metodą pośrednią II 128–131
 - — wykorzystanie komputerowej techniki II 133
 - Przeobrażeni okołorudne I 46, 48
 - Przesłanki poszukiwawcze zob. przesłanki występowania złóż
 - Przygotowanie próbek do analizy zob. próbki
 - Punkty rozpoznawcze I 95
 - rozmieszczenie I 95–97
 - zagęszczanie I 98–100
 - — gniazdowe I 100
 - — kopertowe I 99
 - — równomierne I 98
 - — zasady I 92–95
- R**
- Rdzeń wiertniczy, opróbowanie III 9–10
 - pobieranie II 33–36
 - profilowanie II 36–46
 - przechowywanie II 36
 - uzysk II 34
 - zorientowany II 40
 - Regresja stopnia rozpoznania złoża I 135
 - Regresji funkcja IV 193

- Rekultywacja I (aneks) 236
 Rekultywacyjna przydatność gruntów I 237
 Reprezentatywność opróbowania III 47
 Roboty geologiczne I 149
 Rodzaj kopaliny, badanie I 231–233
 Rowy I 82
 Rozkład normalny IV 186
 — standaryzowany IV 188
 Rozliczanie zasobów IV 169–171
 Rozpoznawanie złóż I 17, 19, 73–120
 — błędy zob. błąd oszacowania parametrów złoża
 — budowy wewnętrznej I 105–106
 — — wymagania I 133
 — cele I 21, 73–74
 — dokładność I 120–130
 — eksploatacyjne I 20, 22, 77, 143–148
 — etapy I 17, 20, 22
 — gniazdowe I 97
 — liniami I 95
 — metody geofizyczne I 83–90
 — — naziemne I 83–89
 — — otworowe I 89–90
 — metodyka I 92–120
 — odległości między punktami rozpoznania I 132
 — niepewność I 120–122
 — sposób realizacji I 92–120
 — szczegółowe I 18, 20, 22
 — środki techniczne I 78–83
 — uzupełniające złóż eksploatowanych I 120
 — wstępne I 18, 20, 22
 — wiertnicze I 78–81, 91–92
 — wyrobiskami górniczymi I 81–83, 91–92
 Rudy metali, mapy geologiczno-złożowe II 172
 — metody poszukiwań I 42
 — oznaki występowania złóż I 42
 — obliczanie zasobów IV 141
 Ryzyko górnicze I 74
 Rzut afoniczny II 168–169
 — aksonometryczny II 168
 — izometryczny II 168
- S**
 Schemat przygotowania próbki do analizy zob. próbki
 Semiwariorgram I 126–127, II 141–142, IV 207
 — efekt samorodków II 143, IV 212
 — empiryczny IV 207
 — *inverted covariance* IV 210
 — kierunkowy IV 207–209
 — model I 127–128, IV 210–212
 — — liniowy I 128, II 145, IV 211
 — — liniowy Matherona IV 212
 — — sferyczny I 127, IV 211
 — — weryfikacja poprawności II 145, IV 218–219
 — parametry IV 212–213
 — relatywny II 142, IV 209
 — sposób obliczania IV 208
 — zasięg II 143, IV 212, 213
 Siarka rodzima, mapy geologiczno-złożowe II 172
 — obliczanie zasobów IV 141
 — złoża biochemiczne I 30–33
 Siatka linearna IV 89
 — probabilistyczna IV 181
 Sieć interpolacyjna II 137
 — otworów I 95–97
 — — kwadratowa I 95–96
 — — prostokątna I 95–96
 — — rombowa I 95–96
 — — trójkątna I 95–96
 — rozpoznawcza zob. gęstość sieci rozpoznawczej
 Skala map zob. mapy
 Skrzynki na rdzenie II 35–36, III 19–20
 Sól kamienna, mapy geologiczno-złożowe II 172
 — metody poszukiwań I 43
 — obliczanie zasobów IV 141
 — oznaki występowania złóż I 43
 Statystyka matematyczna IV 178
 — opis parametrów złoża IV 180–183
 Stopień zbadania złoża I 19–20, IV 10–18
 Strefa przyuskokowa IV 94
 Surowiec mineralny I 7
 System Geomap II 24–25
 Szacowanie zasobów IV 5, 7

- Szereg rozdzielczy IV 179
 Sztolnie I 83
 Szybiki I 82
 Średnia arytmetyczna IV 184
 — błąd oszacowania IV 189
 — ocena przedziałowa IV 190–191
 Średnia ważona III 16, IV 91, 108, 115, 216
- T**
- Tektonika fałdowa II 109
 — trudności interpretacji II 108–109, 114–115
 — uskokowa II 110–114
 Testowanie hipotez statystycznych IV 191–193
 Test Studenta IV 197
 Test Wilcoxona IV 199
 Typy zmienności parametrów złożowych zob. zmienność
 — zrostów minerałów kruszcowych z płonnymi III 109–110
- U**
- Ułożenie uskoków, pomiar zob. ułożenie warstw
 — warstw II 40, 54–58
 — — określanie w wyrobiskach górniczych II 86–91
 — — — bezpośrednie II 86–89
 — — — pośrednie (konstrukcyjne) II 88–91
 — — pomiar na rdzeniu II 40
 — — pomiar geofizyczny II 54–58
 Upad zob. ułożenie warstw
 Uskoki zob. tektonika uskokowa
 — interpretacja II 110
 — krawędź przecięcia z pokładem II 154–156
 — rozpoznawanie 111–112
 — rozpoznawanie w otworach wiertniczych II 114–115
 Uzysk rdzenia II 33–34
- W**
- Wariancja I 123, IV 183
 — ekstensji I 30
 Wariogram zob. semowariogram
- Weryfikacja dokumentacji geologicznej I
 Węgiel brunatny, mapy geologiczno-złożowe II 172
 — metody poszukiwań I 42
 — oznaki występowania złóż I 42
 — obliczanie zasobów IV 141
 Węgiel kamienny, identyfikacja i korelacja pokładów II 102–106
 — mapy geologiczno złożowe II 172
 — metody poszukiwań I 42
 — oznaki występowania złóż I 42
 — przerosty w pokładzie I 10
 — obliczanie zasobów IV 141
 Węzły interpolacji II 137
 Właściwości technologiczne kopaliny III 112–114
 Wskaźnik RQD II 40–41, 191
 Współczynnik determinacji III 74–76, IV 196
 — korelacji III 75, IV
 — rudoności IV 90–93
 — — liniowy IV 91
 — — powierzchniowy IV 92
 — skośności rozkładu IV 185
 — skrasowienia IV 93
 — spłaszczenia rozkładu IV 186
 — ufności IV 188
 — zasobności IV 90–93
 — zmienności I 126, IV 184
 — — klasyfikacja I 134, IV 184
 — zuskokowania IV 93–94
 Współczynniki korygujące obliczenia zasobów IV 93–94, 150
 Wychodnia złoża II 154
 Wyrobiska górnicze I 81–83
 Wzór Czeczotta III 54
 — — zastosowanie 68
 — Gausa-L'Huiliera IV 89
 — Leontowskiego II 157, IV 63
 — P. Gy III 52
 — — zastosowanie 68–73
- Z**
- Zasada Hoovera wyznaczania granic złoża IV 82
 Zasobność złoża I 8, 125
 — błąd oszacowania I 125

- zmienność I 127
- Zasoby złoża, aktualizacja IV 169–171
- bilansowe IV 19
- błąd ogólny oszacowania IV 165–167
- — standardowy oszacowania IV 223
- błędy oszacowania zob. błędy szacowania zasobów
- dokładność oszacowania IV 11–13, 18
- — złóż małych IV 166–167
- domniemane I 22
- efektywne IV 22
- eksploatacyjne IV 21
- geologiczne IV 19
- gwarantowane IV 164–165
- hipotetyczne I 22
- kategorie I 22, 23, 133
- klasyfikacja zob. klasyfikacja zasobów
- kopaliny w stanie wilgotnym IV 56
- nieprzemysłowe IV 21, 38–40
- obliczanie I 238–241
- — metody zob. metody obliczania zasobów
- operatywne IV 21
- pierwiastków śladowych i rzadkich IV 144–145
- — metody obliczania IV 144–145
- — — korelacyjna IV 145
- — — mineralogiczna IV 144–145
- perspektywiczne I 23
- pierwiastków śladowych
- pozabilansowe IV 20
- prognostyczne I 23
- przemysłowe IV 20, 38–4
- regresja stopnia rozpoznania I 135
- rozliczanie IV 169–171
- standardy wyceny IV 41
- szacowanie IV 5
- uwięzione w filarach ochronnych IV 39
- wydobywalne (operatywne) IV 21
- zużyte IV 172
- Zawartość składnika użytecznego III 1013–108, IV 74–77
- błąd pomiaru IV 153–155
- nienormalnie wysoka III 106–108
- średnia III 99, 103, IV 75–76
- w stanie wilgotnym IV 77
- Złoża bazaltowe miedzi I 15–16
- biochemiczne siarki I 30–33
- budowa wewnętrzna I 105–106
- cygarokształtne I 107
- — rozpoznawanie I 115
- gniazdowe I 107
- — rozpoznawanie I 115–119
- kominowe I 107
- — rozpoznawanie I 115
- kopalin skalnych zob. kopaliny skalne
- małe zob. małe złoża
- masywowe I 107
- — rozpoznawanie I 110–114
- modele I 12–17, zob. też model
- — genetyczne I 12
- — ilościowe I 12, 14
- — obraz graficzny I 12–13
- — opisowe I 12–13
- oznaki występowania I 37–39, 42–43
- piritowe miedzi I 30–33
- pokładowe I 106–107
- — rozpoznawanie I 108–109
- pokrywowe I 106
- porfirowe molibdenu I 30–33
- prawdopodobieństwo stwierdzenia I 44
- przemysłowe typy I 14
- przesłanki występowania I 25–36
- — przykłady I 30–33
- rud metali zob. rudy metali
- siarki rodzimej zob. siarka rodzima
- soczewkowe I 107
- — rozpoznawanie I 115–119
- soli zob. sól kamienna
- stratoidalne I 106–107
- — rozpoznawanie I 108–109
- sztokwerkowe I 107
- — rozpoznawanie I 115
- techniczna atrakcyjność I 12
- typy przemysłowe I 14
- ukryte I 36, 40–43 II7
- — metody poszukiwań I 42–43
- uranu I 34, 101
- — typu *roll front* I 101

- węgla brunatnego zob. węgiel brunatny
- węgla kamiennego zob. węgiel kamienny
- wulkaniczno-osadowe miedzi zob. pirytowe miedzi
- wysadowe I 107
- — rozpoznawanie
- zakryte I 36, 40–43, II 7
- — metody poszukiwań I 42–43
- żyłowe I 107
- — rozpoznawanie I 109–110
- Złoże kopaliny I 8
- atrakcyjność techniczno-ekonomiczna I 12
- charakterystyka budowy I (aneks) 229–232
- budowa wewnętrzna I 105
- — rozpoznawanie I 105–106
- cechy istotne I 8–9
- etapy badania I 19–20, 22–23
- forma I 106, II 7–8
- granice I 9–11
- — naturalne I 9
- — rozpoznawanie I 100–105
- — umowne I 9–11
- — sztuczne I 9
- jako przedmiot poszukiwań i rozpoznawania I 12, 76–78
- kategorie poznania I 22, 23
- model cyfrowy II 164
- — numeryczny II 5, 164–165
- — graficzny I 12, 13
- — opisowy I 12–13
- poszukiwania zob. poszukiwania złóż
- Zmienna zregionalizowana IV 205
- Zmienność kierunkowa IV 117
- klasyfikacja I 134
- lokalna II 143, IV 212
- losowa IV 176, 178, 182, 213
- losowo-kierunkowa IV 177
- modele IV 177
- modelowanie geostatystyczne IV 210–214
- nielosowa IV 176, 213
- okresowa IV 177
- opis geostatystyczny IV 207–210
- parametrów złoża I 126, 134, III 115–118
- sposoby opisu IV 177
- struktura IV 207
- typy IV 177

