GÓRNICTWO z. 20

P.3351/66

JAN WOLSKI

KRYTERIA RENTOWNOŚCI EKSPLOATACJI ZŁÓŻ WĘGLA KAMIENNEGO

1000 LECIE PAŃSTWA POLSKIEGO

POLITECHNIKA ŚLĄSKA
ZESZYT NAUKOWY Nr 171 – GLIWICE 1966

SPIS TREŚCI

Str.

I. Wstęp 3

II. Kryteria oceny złóż węgla kamiennego w świetle literatury krajowej i zagranicznej 6

III. Analiza stosowanych kryteriów bilansowości złóż węgla . 9

IV. Określenie parametrów naturalnych decydujących o bilansowości złóż węgla kamiennego 11

V. Określenie metody ekonomicznej dla oceny bilansowości złóż węgla kamiennego 17

V. 1. Metoda ekonomiczna 17

V. 2. Określenie wychodu produktu rynkowego . . . 19

V. 3. Koszty transportu do odbiorcy 20

V. 4. Określenie ceny węgla 20

V. 5. Określenie maksymalnego dopuszczalnego kosztu własnego wydobycia 23

IV. Określenie kryteriów rentowności dla kopalń czynnych . . 28

VI. 1. Wprowadzenie 28

VI. 2. Metoda wstępnego określania kosztu własnego . . 29

VI. 3. Określenie wychodu produktu rynkowego . . . 41

VI. 4. Określenie ceny zbytu węgla 41

VI. 5. Określenie przewidywanego zysku 42

VII. Określenie kryteriów rentowności dla nowych kopalń . . 43

VII. 1. Wprowadzenie 43

VII. 2. Określenie kosztu własnego 44

VII. 3. Określenie kosztów transportu 47

VII. 4. Określenie ceny zbytu węgla 47

VII. 5. Systematyka czynników wpływających na rentowność eksploatacji 47

VII. 6. Kryterium rentowności złoża jednorodnego . . . 50

VII. 7. Określenie kryteriów rentowności dla dokumentowanych złóż węgla 60

VIII. Zakończenie 70

IX. Ważniejsze oznaczenia 72

X. Literatura 75

Streszczenia 78

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 171

JAN WOLSKI

P.3351/66

KRYTERIA RENTOWNOŚCI EKSPLOATACJI ZŁÓŻ WĘGLA KAMIENNEGO

PRACA HABILITACYJNA Nr 55

GLIWICE 1966

REDAKTOR NACZELNY ZESZYTÓW NAUKOWYCH
POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ

Fryderyk Staub

REDAKTOR DZIAŁU

Jerzy Nawrocki

SEKRETARZ REDAKCJI

Tadeusz Matula

PJ 111767

Dział Nauki — Sekcja Wydawnictw Naukowych — Politechniki Śląskiej
Gliwice, ul. Konarskiego 23

Nakł. 100+160 Ark. wyd 4 Ar. druk. 5,4 Papier offsetowy kl. V, 70x100, 70 g
Oddano do druku 10. 8. 1966 Podpis. do druku 30. 9. 1966 Druk ukoń. w październ. 1966
Zam. 1474 12. 8. 1966 A-18 Cena zł 5,—

Skład, fotokopie, druk i oprawę
wykonano w Zakładzie Graficznym Politechniki Śląskiej w Gliwicach

I. WSTĘP

Podstawą działalności gospodarczej jest dążenie do produkcji dóbr przy możliwie najniższym zaangażowaniu środków. Ma to szczególnie duże znaczenie w produkcji węgla kamiennego, gdzie zaangażowanie środków jest bardzo wysokie, zwłaszcza jeżeli chodzi o budowę nowych kopalń. Wiadomo, że na budowę nowej kopalni nakłady wynoszą 1000-1500 zł/t rocznej produkcji, okres budowy trwa 12-15 lat, a planowane wskaźniki techniczno-ekonomiczne nowa kopalnia uzyskuje dopiero po kilku latach eksploatacji. Wszystko to powoduje, że obciążenie gospodarki narodowej budową nowej kopalni jest bardzo duże i dlatego do budowy należy przeznaczać złoża eksploatacyjnie najlepsze i najwartościowsze ze względu na jakość węgla, a więc najrentowniejsze.

Nieco odmiennie przedstawia się zagadnienie rentowności w przypadku czynnych kopalń. Wiadomo, że szereg kopalń uzyskuje bardzo dobre wskaźniki techniczno-ekonomiczne, osiągany zysk średni przekracza często 100 zł/t; są jednak kopalnie eksploatujące z poważną stratą, to znaczy przy kosztach własnych wyższych od ceny zbytu.

Każda kopalnia węgla eksploatuje pokłady o lepszych i gorszych parametrach eksploatacyjnych i wartości użytkowej. Dobierając udział poszczególnych pokładów w wydobyciu można w pewnym zakresie regulować rentowność całej kopalni.

Zadaniem niniejszej pracy jest określenie granicznych parametrów eksploatacyjnych i użytkowych tak dla całych kopalń jak i poszczególnych pokładów, zapewniających rentowność produkcji.

W oparciu o te parametry można dla każdego złoża określić ilość zasobów, które mogą być przedmiotem eksploatacji bez ponoszenia strat ekonomicznych.

Dotychczas ilość zasobów użytecznych (bilansowych) określano w oparciu o tzw. kryteria bilansowości stanowiące pewne graniczne parametry grubości pokładów, zapopielenia, wartości opałowej i głębokości eksploatacji.

Artykuł 25 prawa geologicznego mówi: "Właściwy minister (kierownik urzędu centralnego) w porozumieniu z Przewodniczącym Komisji Planowania przy Radzie Ministrów i z Prezesem Centralnego Urzędu Geologii ustala warunki, jakim powinna odpowiadać kopalina oraz jej złoże, aby zasoby tego złoża mogły być uznane za nadające się do gospodarczo uzasadnionej eksploatacji (kryteria bilansowości zasobów złóż kopalin)".

W praktyce Przemysłu Węglowego ustalano kryterium bilansowości złóż węgla kamiennego w oparciu o przepisy CUG oraz Zarządzenia MGiE. Obecnie dla wszystkich złóż surowców opracowuje się kryteria bilansowości w oparciu o analizę ekonomiczną. Według Komisji Planowania przy Radzie Ministrów, pod pojęciem kryteriów bilansowości złóż należy rozumieć graniczne wymagania dotyczące jakości i ilości kopaliny w złożu oraz górniczo-technicznych warunków eksploatacji, przy których nakłady na inwestycje i eksploatację złoża są ekonomicznie uzasadnione [1]. W tym świetle bilansowość i rentowność ekonomiczna złoża są pojęciami równoważnymi. Pociąga to za sobą daleko idące zmiany w dotychczasowych pojęciach stosowanych w Przemyśle Węglowym.

Przez kryteria bilansowości rozumie się pewne graniczne parametry dotyczące grubości pokładu, zapopielenia i kaloryczności węgla, które zapewniają technicznie uzasadnioną eksploatację i przeróbkę kopaliny. Na podstawie tych kryteriów wykonuje się dokumentację geologiczną oraz obliczenie zasobów bilansowych i pozabilnasowych. Kryteria bilansowości są dobierane w ten sposób by praktycznie nie mogła zaistnieć możliwość opłacalnej eksploatacji zasobów pozabilansowych (przypadki takie zdarzają się rzeczywiście bardzo rzadko).

W trakcie eksploatacji złoża kopalnie określają zasoby przemysłowe w oparciu o pewne kryteria rentowności. Kryteria te są różnego rodzaju, ustalane w konkretnych przypadkach, zawarte we wnioskach kopalń o zaniechanie eksploatacji. Mogą to być np.: mała grubość pokładu, wysokie zanieczyszczenie urobku, duży opad stropu, trudne warunki udostępnienia [2]. Tak więc kryteria rentowności są stosowane dopiero przy określeniu zasobów przemysłowych przewidzianych do eksploatacji. Przy tego rodzaju rozgraniczeniu istnieje czasem bardzo duża rozpiętość między ilością zasobów bilansowych a przemysłowych. Zdarza się, że zasoby przemysłowe stanowią na poszczególnych poziomach zaledwie 20% zasobów bilansowych (np. pokłady grupy orzeskiej).

Przy przyjęciu, że kryteria rentowności winny być zarazem kryteriami bilansowności, rozpiętość ta nie będzie występować, a różnica między zasobami przemysłowymi i bilansowymi wynikać będzie tylko ze strat eksploatacyjnych i przeróbczych.

Istnieje jednak pewna ujemna strona powyższego systemu; mianowicie kryteria rentowności zależą od bardzo dużej liczby czynników tak naturalnych jak i zależnych od sposobu zagospodarowania złoża, co gorsza zmieniających się w czasie w zależności od poziomu technicznego kopalni i warunków rynkowych. Dzięki temu kryteria rentowności mogą być praktycznie ustalone dla każdego złoża, kopalni, pola i pokładu oddzielnie i mimo najbardziej precyzyjnego ich określenia będą one jedynie ważne w stosunkowo krótkim okresie czasu.

Z jednej strony postęp techniczny oraz wyczerpanie się lepszych zasobów może spowodować, że obecnie nierentowny pokład stanie się rentowny, z drugiej wzrost kosztów robocizny i spadek ceny zbytu spowodować mogą także zjawisko wręcz odwrotne.

W sytuacji gospodarczej Polski, dla umożliwienia szybkiego tempa uprzemysłowienia, uzyskanie maksymalnej rentowności przemysłu węglowego jest zagadnieniem pierwszorzędnej wagi; czym większy zysk osiągany z produkcji węgla, tym większy przyrost dochodu narodowego. W tym świetle winno się przewidywać eksploatację przede wszystkim najlepszych, najbardziej rentownych złóż węgla, pozostawiając złoża gorsze przyszłym pokoleniom, które dysponować będą z pewności znacznie doskonalszymi środkami technicznymi. Poza tym trudno obecnie przewidzieć jak w przyszłości kształtować się będzie zapotrzebowanie węgla.

W górnictwie raczej niechętnie przyjmowana jest zasada eksploatacji złóż poczynając od najlepszych, najbardziej rentownych; system taki nazwano "negatywną racjonalizacją" [3]. Istotnie wiadomo, że raz zaniechane zasoby z technicznego punktu widzenia trudno jest w późniejszych okresach włączyć do eksploatacji. Jest to zwykle związane z dużymi nakładami środków.

Jeżeli nawet eksploatacja tylko najlepszych zasobów nie wpływa ujemnie na wielkość produkcji zakładu w jednostce czasu (miesiąc, rok), to jednak musi odbić się na ilości wydobywanego urobku w całym okresie eksploatacji kopalni. Przy za-

łożeniu, że głównym kryterium jest wielkość zysku przedsiębiorstwa, np. Tillissen [3] dochodzi do wniosku, że trzeba eksploatować złoże od najlepszych jego części, zaczynając przy uwzględnieniu w rozsądnym zakresie czynników technicznych; wydłużenie żywotności poziomów przez włączenie do eksploatacji gorszych pokładów zmniejsza całkowity dochód kopalni.

Biorąc pod uwagę istotne różnice w podejściu do zagadnień rentowności w czynnych kopalniach oraz dla nowych, nie zagospodarowanych górniczo złóż, podzielono opracowanie techniczne na dwie zasadnicze części:

- kryteria rentowności dla czynnych kopalń i
- kryteria rentowności dla nowych kopalń.

Kryteria rentowności dla czynnych kopalń mogą dotyczyć oddzielnie poszczególnych pokładów lub całego zakładu; muszą być one oparte na konkretnych danych technicznych i ekonomicznych czynnego zakładu. Uzgodnienie kryteriów rentowności dla wszystkich kopalń czynnych jest praktycznie niemożliwe ze względu na różnorodność warunków naturalnych złoża, a przede wszystkim na różny istniejący stan techniczny kopalń.

Kryteria rentowności dla nowych kopalń w fazie dokumentowania zasobów można opracować w oparciu o projektowane parametry techniczno-ekonomiczne, które są dla wszystkich projektowanych do budowy kopalń podobne (sposób udostępnienia, sposoby eksploatacji, wyposażenie, wydajność pracy, koszt własny, kapitałochłonność itd.). Dlatego też istnieje szansa opracowania ogólnych kryteriów bilansowości dla nowych kopalń dla typowych występujących najczęściej warunków geologiczno-górniczych.

II. KRYTERIA OCENY ZŁÓŻ WĘGLA KAMIENNEGO W ŚWIETLE LITERATURY KRAJOWEJ I ZAGRANICZNEJ

Gospodarka złożem użytecznym od dawna stanowi przedmiot zainteresowania fachowców geologów, górników i ekonomistów całego świata. Jest to problem bardzo trudny, brzemienny w skutki ekonomiczne. Większość złóż kopalin użytecznych zale-

ga głęboko w ziemi, co wiąże się z dużymi nakładami na ich rozpoznanie i udostępnienie. Stąd decyzje odnośnie podjęcia eksploatacji złóż muszą być odpowiednio uzasadnione rachunkiem ekonomicznym.

W rachunku ekonomicznym muszą być uwzględnione:

1) wielkość nakładów inwestycyjnych na zagospodarowanie złoża,

2) koszt własny eksploatacji,

3) spodziewany efekt użytkowy.

Konfrontacja ponoszonych nakładów i kosztów własnych za spodziewanymi efektami produkcji decyduje w konsekwencji o celowości pojęcia eksploatacji złóż. Należy podkreślić, że zagadnienie gospodarki złożem inaczej pojmowane jest w warunkach gospodarki kapitalistycznej, a inaczej w gospodarce socjalistycznej. Gospodarka kapitalistyczna, której motorem wszelkiej działalności gospodarczej jest maksymalny zysk, nie uznaje w zasadzie takich pojęć jak planowana strata czy planowany deficyt. W ustroju socjalistycznym pojęcia te są do przyjęcia, gdyż celem jest zapewnienie obfitości dóbr materialnych przeznaczonych do ludności. Cel ten może być zrealizowany przy wykorzystaniu wszystkich stojących do dyspozycji społeczeństwa zasobów. Dlatego też kategoria maksymalnego zysku nie może być w ustroju socjalistycznym jedynym kryterium działalności gospodarczej. W wielu przypadkach całkowicie uzasadniona jest eksploatacja złóż nawet wówczas, gdy ich koszt równoważy cenę sprzedaży, a nawet jest nieco wyższy. Przy ocenie przydatności złóż oprócz czynników, które można wyważać przy pomocy rachunku ekonomicznego, w rachubę wchodzi określona polityka gospodarcza państwa [4].

W każdym razie tak w gospodarce kapitalistycznej jak i socjalistycznej ocena ekonomiczna złoża może być dokonywana poprzez porównanie łącznych kosztów produkcji z wartością użytkową produktu rynkowego. Na tej też podstawie wykonano szereg opracowań dotyczących oceny ekonomicznej złóż surowców mineralnych, które podzielić można na:

- metody statystyczne,
- metody analityczne.

Metody statystyczne polegają na ocenie ekonomicznej złóż w oparciu o dane statystyczne czynnych przedsiębiorstw górni-

czych. Metody te stosowali w swych pracach Perkul [5], Zwiagin [6], Lernier i Milnier [7], Żurawlew i Perkul [8], Jemielianow i Czeredniczenko [9], Kamionka i Markiewicz [10] i wielu innych.

Metody statystyczne pozwalają na uchwycenie zależności między zjawiskami zachodzącymi w czynnych kopalniach, a uzyskiwanymi efektami. Praktyka wykazuje, że bezkrytyczne stosowanie tych metod prowadzi często do mylnych wniosków. Wynika to stąd, że na efekty uzyskiwane w czynnych kopalniach wywierają dominujący wpływ takie czynniki jak poziom techniczny i organizacyjny, stopień zużycia obiektów i urządzeń kopalni niewłaściwy model dołu spowodowany niewłaściwym zagospodarowaniem złoża w przeszłości itd.

Czynniki te powodują, że często zaciera się w dużym stopniu wpływ czynników naturalnych, które powinny decydować o rentowności. Ważną przeszkodą w stosowaniu metod statystycznych jest również możliwość ich stosowania tylko w zakresie wartości zmiennych ujętych w badanych danych statystycznych. Wyjście poza ten zakres doprowadza z reguły do poważnych błędów.

Ponieważ dla projektowanych kopalń na nowych złożach zakłada się z góry znacznie lepsze wyposażenie techniczne niż w obiektach czynnych, dlatego metod statystycznych praktycznie nie można stosować dla analizy parametrów kopalń nowych. W związku z tym metody statystyczne będą w niniejszej pracy traktowane jako narzędzie pomocnicze i to tylko w tych przypadkach gdzie inne metody zawodzą.

Metody analityczne opierają się na analizie matematycznej związków zachodzących między poszczególnymi procesami produkcyjnymi kopalni i ich wpływu na wskaźniki ekonomiczne. Metody te stosowali w pracach związanych z badaniem rentowności eksploatacji złóż Stępiński [11], [12], Ambroży z Zespołem [13], Węgierski i Wolski [14], [15], [16] i in.

III. ANALIZA STOSOWANYCH KRYTERIÓW BILANSOWOŚCI ZŁÓŻ WĘGLA

W Związku Radzieckim opracowano kryteria bilansowości złóż węgla dla wszystkich zagłębi węglowych [17]. Jako kryteria bilansowości występują: grubość pokładu, upad pokładów i zapopielenie pokładu wraz z przerostami. Podano kryteria bilansowości dla około 100 rejonów węglowych ZSSR.

W Polsce dokumentowano zasoby złóż węgla z podziałem na bilansowe i pozabilansowe w oparciu o Instrukcję Nr 1 Prezesa CUG z dnia 30 kwietnia 1954 r. w sprawie ustalania (dokumentowania) zasobów złóż kopalin stałych (uzupełniona przepisami instrukcji Nr 2) [18]. Wg powyższej instrukcji zasoby bilansowe są to takie zasoby, które ze względu na wymagania przemysłowe i warunki geologiczno-górnicze nadają się do eksploatacji.

W instrukcji Nr 2 Prezesa CUG określono warunki dotyczące zaliczania zasobów węgla do pozabilansowych:
"O ile kierownik resortu, którego zakres działania obejmuje eksploatację złoża, nie orzeknie inaczej, podstawą zaliczania zasobów złoża węgla kamiennego i węgla sapropelowego do zasobów pozabilansowych... jest w szczególności:

1) miąższość pokładu węgli energetycznych (typ 31-32) o upadzie mniejszym od 20° - mniejsza niż 0,80 m, a przy upadach większych, mniejsza niż 0,60 m, węgli koksujących zaś (typ 33-37) i węgli sapropelowych odpowiednio mniejsza niż 0,60 m i 0,40 m;

2) zaleganie złoża na głębokości poniżej 1000 m".

W 1965 r. wydana została przez MGiE "Instrukcja o zakresie i metodyce badań przydatności węgli kamiennych i sapropelowych oraz łupków węglowych i sapropalowych przy dokumentowaniu zasobów tych złóż" [19].

W instrukcji tej bardziej precyzyjnie określono warunki zaliczania zasobów do węgli lub łupków palnych niż to uczyniono w instrukcji Nr 2, a mianowicie:

"Przy określaniu jakości kopaliny w złożu przyjmuje się podział węgli w zależności od stopnia zanieczyszczenia substancją mineralną w pobranych do badań próbach, na:

1) węgiel kamienny niskopopiołowy,
2) węgiel kamienny wysokopopiołowy.

Za węgiel kamienny niskopopiołowy uważa się węgiel, który przy spalaniu powoduje powstanie popiołu w ilościach:

- z próbek bruzdowych i wiertniczych o uzysku rdzenia większym lub równym 70% - nie więcej niż 23% wagowych suchej masy węgla,
- z próbek wiertniczych o uzysku rdzenia w granicach 69--30% - nie więcej niż 30% wagowych suchej masy węgla.

Za węgiel kamienny wysokopopiołowy uważa się węgiel, który przy spalaniu powoduje pozostanie popiołu w ilościach:

- z próbek bruzdowych i wiertniczych o uzysku rdzenia większym lu równym 70% - nie więcej niż 40% wagowych suchej masy węgla,
- z próbek wiertniczych o uzysku rdzenia w granicach 69--30% - nie więcej niż 45% wagowych suchej masy węgla.

Dolna granica wartości opałowej węgli wysokopopiołowych nie może być niższa od 3000 kcal/kg.

Dolna granica wartości opałowej łupku węglowego w stanie powietrzno suchym powinna być większa od 1600 kcal/kg, a górna mniejsza od 3000 kcal/kg".

"O zakwalifikowaniu skały palnej do łupku węglowego decyduje co najmniej jeden z ww. parametrów" (wartość opałowa i zapopielenie wyższe od przewidzianego dla węgli wysokopopiołowych).

"Przy pobieraniu próbek bruzdowych należy wydzielić przerosty o grubości powyżej 5 cm".

"Do badań laboratoryjnych przekazuje się cały rdzeń uzyskany z pokładu po usunięciu z niego przerostów płonnych o grubości większej od 5 cm" (dla danych z otworów badawczych).

Z ostatnich stwierdzeń wynika, że dane dotyczące zapopielenia oraz wartości opałowej dotyczą węgla lub łupku palnego z przerostami do 5 cm, pozostałe przerosty należy usunąć.

Zakresy wartości opałowych i zapopielenia zgodnie z Instrukcją Nr 71 MGiE naniesiono na wykresach rys. V.1.

IV. OKREŚLENIE PARAMETRÓW NATURALNYCH DECYDUJĄCYCH O BILANSOWOŚCI ZŁÓŻ WĘGLA KAMIENNEGO

Czynnikami decydującymi o wartości użytkowej złoża węgla są:

- typ węgla,
- wilgotność,
- zapopielenie,
- wartość opałowa, ciepło spalania,
- grubość pokładu,
- udział skały płonnej,
- warunki geologiczno-górnicze zalegania złoża, jak głębokość, zawodnienie, gazowość, rozproszenie kopaliny w złożu i szereg innych.

Powyższe pojęcia są bardzo ogólne, dlatego konieczne jest ich bliższe sprecyzowanie.

Typ węgla

Typy węgla określa się w oparciu o normę PN-54/G-97002.

W niniejszej pracy osobno będzie się rozpatrywać:

- węgiel koksujący, typy 33, 34, 35 i wyższe,
- węgiel energetyczny, typy 31 i 32 z podziałem na podtypy i klasy.

Wilgoć

Wilgoć całkowita zawarta w węglu składa się z wilgoci higroskopijnej czyli w stanie powietrzno-suchym (W^o) oraz z wilgoci przemijającej (W_p). Wilgoć higroskopijna jest mniej więcej stała dla danego typu węgla i wynosi [20]:

- do 7% dla węgli energetycznych,
- ok. 1% dla węgli koksujących.

Dla celów niniejszej pracy uwzględniać się będzie następujące wilgotności:

W^a - wilgoć w węglu w stanie powietrzno-suchym przyjmowana jako wartość stała, %/100

W_{cd} - wilgoć całkowita zawarta w węglu dostarczanym odbiorcy (istotna tylko w przypadku węgla energetycznego), %/100.

Uznano natomiast, że wilgotność całkowita węgla surowego nie może stanowić kryterium, gdyż zmienia się w poważnym stopniu na drodze od przodka eksploatacyjnego do zakładu przeróbczego.

Zapopielenie

Jako podstawowe parametry decydujące o wartości węgla przyjmuje się następujące zapopielenia:

A^s_{mw} - zapopielenie węgla w pokładzie w stanie suchym, %/100, zgodnie z zarządzeniem Nr 71/65 MGiE [19] zapopielenie określa się z prób bruzdowych lub prób z otworów wiertniczych węgla wraz z przerostami do 5 cm. Przerosty grubsze odrzuca się. Tak określone zapopielenie jest niezależne od wilgotności, a więc najwygodniejsze dla celów analizy.

W praktyce podaje się zapopielenie w próbach w stanie powietrzno-suchym (A^a_{mw}), stąd jego wartość w stanie suchym określa się z wzoru:

$$A^s_{mw} = \frac{A^a_{mw}}{1-W^a} \quad \%/100 \qquad \text{(IV.1)}$$

A^s_d - zapopielenie węgla w stanie suchym, dostarczanego odbiorcy (dla węgla koksującego $A^s_d = 0{,}07 \div 0{,}09$, %/100), forma powyższa jest najwygodniejsza, gdyż zapopielenie w stanie suchym jest niezależne od wilgotności i wraz z wilgotnością całkowitą węgla dostarczanego odbiorcy (W_{cd}) stanowi balast zmniejszający wartość opałową węgla (energetycznego).

W powyższych wzorach znaki na dole symbolu oznaczają:

mw - dane z próbek w pokładzie wraz z przerostami do 5 cm,

d - dane z próbek węgla dostarczanego odbiorcy.

Wartość opałowa, ciepło spalania

Wartość opałowa ma znaczenie tylko dla węgli energetycznych Jako podstawowy parametr decydujący o wartości użytkowej węgla przyjmuje się:

Q_c^b - ciepło spalania węgla w przeliczeniu na substancję bezpopiołową i suchą, kcal/kg.

Wskaźnik powyższy jest stały dla danego rodzaju węgla, wg normy PN-54/G-97002 wynosi:

typ węgla 31.1	6800 - 7300	kcal/kg
typ węgla 31.2	7300 - 7800	kcal/kg
typ węgla 31.3	>7800	kcal/kg
typ węgla 32.1	7800 - 8100	kcal/kg
typ węgla 32.2	>8100	kcal/kg

Jest on niezależny ani od wilgotności, ani zapopielenia węgla i wraz z tymi czynnikami decyduje o wartości użytkowej węgla energetycznego.

W praktyce podaje się inne kaloryczności węgla, w tych przypadkach wartość Q_c^b określa się z wzoru [20]:

$$Q_c^b = \frac{Q_c^a}{1-(W^a + A_{mw}^a)} \quad \text{kcal/kg} \qquad \text{(IV.2)}$$

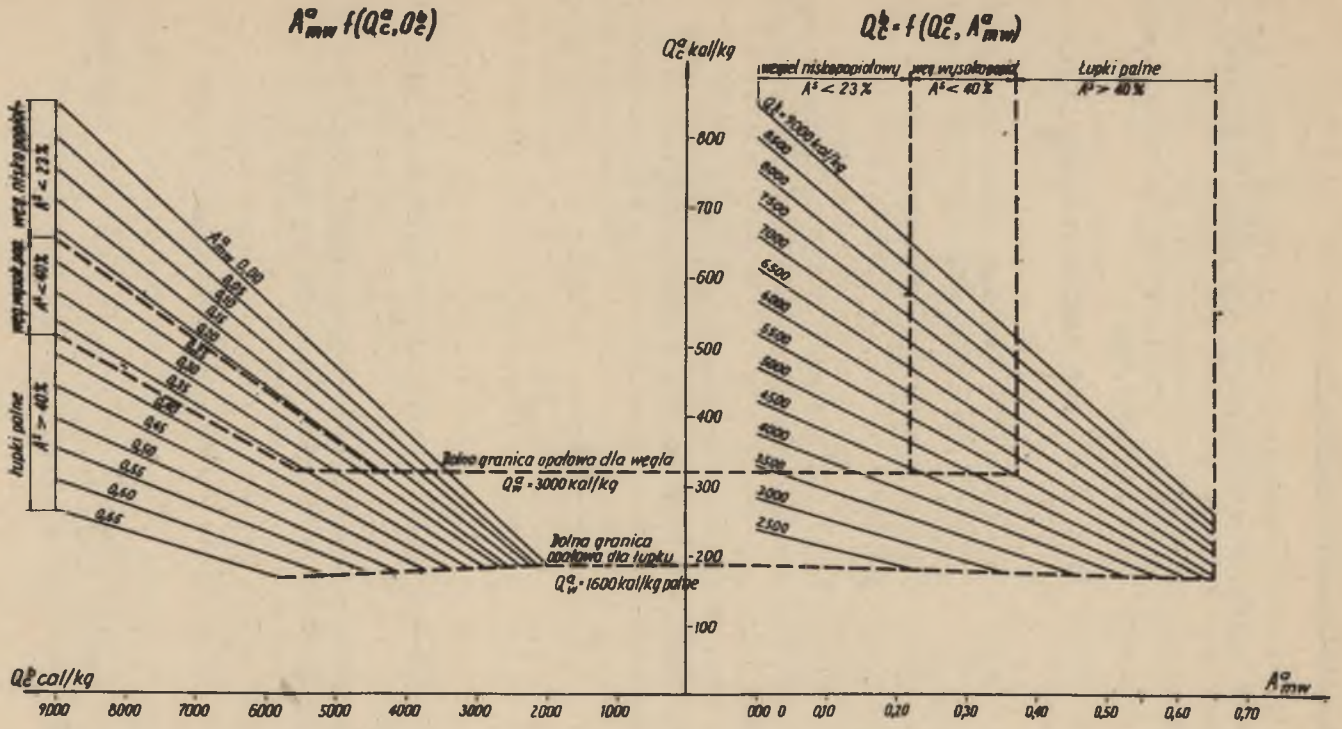
gdzie:

Q_c^a - ciepło spalania węgla w stanie powietrzno-suchym, kcal/kg.

Dla uproszczenia przekształceń jednych parametrów w inne wg podanego wyżej wzoru sporządza się wykresy typu

$$Q_c^b = f(Q_c^a, A_{mw}^a) \quad \text{oraz} \quad Q_c^a = f(A_{mw}^a, Q_c^b)$$

z równoczesnym zaznaczeniem kryteriów bilansowości wyrażonych w Zarządzeniu Nr 71/65 MGiE (rys. IV.1).
Dla uproszczenia wykresu przyjęto $W^a = 0{,}055$ %/100.



Rys.IV.1. Wykresy zależności funkcyjnych między Q_o^a, Q_c^b i A_{mw}^a oraz zakresy zaliczania skały palnej do węgli niskopopiołowych, wysokopopiołowych i łupków palnych zgodnie z "Instrukcją Nr 71/65 r. MGiE"

Grubość pokładu

Wykorzystując Zarządzenie Nr 71/65 MGiE, w którym precyzuje się sposób pobierania i badania prób węgla z pokładów, przyjmuje się, że przez grubość pokładu rozumie się sumaryczną grubość warstw pokładu węgla wraz z przerostami do 5 cm. W ten sposób grubość pokładu jako parametr wartości użytkowej złoża odpowiada bezpośrednio podanym powyżej parametrom zapopielenia i ciepła spalania prób pobieranych z pokładu. Tak więc:

m_w - grubość pokładu węgla wraz z przerostami skały płonnej do 5 cm grubości, metrów.

Udział skały płonnej

Określona powyżej grubość pokładu nie jest na ogół identyczna z wysokością frontu eksploatacyjnego. Aby uzyskać wysokość frontu eksploatacyjnego (m) należy dodać do grubości pokładu (m_w) grubość przerostów grubszych niż 5 cm oraz opadu stropu (m_s). Dla celów niniejszej analizy wprowadza się następujący parametr charakteryzujący użyteczną wartość pokładu:

u_w - udział węgla z przerowstami do 5 cm w stosunku do wysokości frontu eksploatacyjnego, który określić można z zależności:

$$u_w = \frac{m_w}{m} = \frac{m_w}{m_w + m_s} \qquad \text{(IV.3)}$$

gdzie:

m - wysokość frontu eksploatacyjnego, metrów,

m_s - wysokość przerostów powyżej 5 cm i opadu stropu, metrów.

W ten sposób określono 4 zasadnicze parametry naturalne charakteryzujące bezpośrednio wartość użytkową danego pokładu:

$$A^s_{mw}, \quad Q^b_c, \quad m_w, \quad u_w;$$

poza nimi, pomocniczymi parametrami, zależnymi częściowo od stopnia i rodzaju wzbogacenia węgla w zakładzie przeróbczym występują: W_{cd} i A^s_d.

Zaletą zasadniczych parametrów jest okoliczność, że żaden z nich nie jest związany jakąkolwiek zależnością funkcyjną z pozostałymi, wszystkie mogą być traktowane jako zmienne niezależne.

Pomocnicze parametry W_{od} i A^s_d są tylko częściowo związane z parametrami naturalnymi, a zależą głównie od rodzaju wzbogacania, są istotne dla użytkowników węgla i wpływają na cenę zbytu.

Poza powyższymi czynnikami wpływającymi na wartość użytkową złoża, na wstępie niniejszego rozdziału wymieniono również warunki geologiczno-górnicze zalegania złoża.

Warunki te mogą być różnego rodzaju; poniżej wymieniono niektóre z nich:

- Głębokość zalegania - wpływa na wysokość nakładów inwestycyjnych i kosztów ruchowych, a więc pośrednio jest czynnikiem wpływającym na rentowność eksploatacji.
- Obszar występowania tak całego złoża użytecznego jak i poszczególnych pokładów; przy małym obszarze złoża może okazać się nieopłacalna budowa samodzielnej kopalni; jeżeli dany pokład występuje na małym obszarze może okazać się nieopłacalne jego udostępnienie i eksploatacja.
- Gazowość złoża - wpływa w wysokim stopniu na wysokość nakładów i kosztów ruchowych, a więc pośrednio wpływa na wartość użytkową złoża.

Te i inne czynniki naturalne złoża muszą być uwzględnione przy ocenie złoża, każdy z nich w poważnym stopniu może wpływać na rentowność eksploatacji.

V. OKREŚLENIE METODY EKONOMICZNEJ DLA OCENY BILANSOWOŚCI ZŁÓŻ WĘGLA KAMIENNEGO

V.1. Metoda ekonomiczna

Według "Ogólnych zasad metodycznych" wydanych przez Komisję Planowania przy Radzie Ministrów [1] "pod pojęciem kryteriów bilansowości rozumie się graniczne wymagania dotyczące jakości i ilości kopaliny w złożu oraz górniczo-technicznych warunków eksploatacji, przy których nakłady na inwestycje i eksploatację złoża są ekonomicznie uzasadnione".

Kryteria bilansowości (rentowności) złoża określić można wzorem:

$$Z = C - \frac{k}{\gamma} - k_t \geqslant 0 \qquad (V.1)$$

przy czym:

Z - zysk przedsiębiorstwa, zł/t,

C - cena zbytu węgla, zł/t,

k - koszt własny wraz z amortyzacją i kapitalnymi remontami, zł/t brutto,

γ - wychód produktu rynkowego w stosunku do wydobycia brutto,

k_t - koszt transportu franco - wagon kolejowy u odbiorcy, zł/t.

Rachunek ten może być podstawą do określania kryteriów bilansowości (rentowności) ponieważ zysk przedsiębiorstwa jest rzeczywistym miernikiem rentowności każdego zakładu pracy, a w skali całego kraju decyduje o tempie wzrostu dochodu narodowego.

Ostatnio widoczne są tendencje zmierzające do wyznaczania kryteriów rentowności przy pomocy rachunku ekonomicznej efektywności inwestycji. Metoda ta polega na porównaniu wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji z ceną dewizową węgla. Graniczne parametry złoża, predestynujące go do eksploatacji odpowiadają warunkowi by cena dewizowa węgla była co najmniej równa syntetycznemu wskaźnikowi efektywności.

W oparciu o wnikliwą analizę uznano metodę tę jako niewłaściwą. Główne przyczyny niemożności stosowania rachunku efektywności są następujące:

1) "Instrukcja ogólna w sprawie metodyki badań ekonomicznej efektywności inwestycji" [2] nie przewiduje porównywania wskaźnika efektywności z ceną zbytu jako bezwzględnego miernika rentowności. Wskaźnik ekonomicznej efektywności służyć może jedynie do porównywania różnych wariantów projektowych jednego przedsięwzięcia inwestycyjnego lub różnych przedsięwzięć w ramach jednej branży przemysłowej. Nie ma więc teoretycznej podstawy do stosowania rachunku efektywności dla określania kryteriów bilansowości (rentowności) złóż węgla.

2) Analiza wszystkich budowanych i projektowanych kopalń węgla w Zagłębiu Górnośląskim wykazuje, że wskaźnik efektywności jest z reguły wyższy od ceny zbytu węgla o 50-150 zł/t czyli, że musiałoby się uznać wszystkie nieeksploatowane dotąd złoża węgla jako nierentowne. Byłoby to niesłuszne i dyskryminujące nasze złoża węgla, w stosunku do zagranicznych, gdy wiadomo, że Zagłębie Górnośląskie posiada najlepsze warunki geologiczno-górnicze w Europie.

3) Przyjęcie jako podstawy do określania kryteriów bilansowości cen dewizowych jest niesłuszne, gdyż ceny węgla na rynku międzynarodowym zależne są od koniunktury, stosunków zachodzących między popytem i podażą, a nie zawsze są wyrazem rzeczywistej wartości użytkowej węgla. Na podkreślenie zasługuje okoliczność, że cennik węgla stosowany w kraju odpowiada dość dokładnie wartości użytkowej węgla i dlatego jest dobrą podstawą dla ustalania kryteriów rentowności.

4) Rachunek ekonomicznej efektywności jest stosowany w zasadzie jedynie przy programowaniu i projektowaniu inwestycji. W fazie realizacji i użytkowania inwestycji, w rachunku przemysłowym, wskaźnik ekonomicznej efektywności nie ma zastosowania. Ponieważ kryteria rentowności są pojęciem ściśle związanym z działalnością przemysłową, eksploatacyjną dlatego dla ustalania granicznych parametrów rentowności złoża może być praktycznie wykorzystywany jedynie rachunek kosztów określony wzorem (V.1).

V.2. Określenie wychodu produktu rynkowego

Wychód produktu rynkowego w stosunku do węgla surowego (γ) zależny jest od warunków zalegania pokładu, własności węgla oraz sposobów i stopnia wzbogacania. Wartość wychodu określić można z następującej zależności [13]:

$$\gamma = \frac{A_o^s - A^s}{A_o^s - A_d^s} \quad \%/100 \qquad (V.2)$$

gdzie:

A_o^s - zapopielenie odpadów przeróbczych w stanie surowym, %/100,

A^s - zapopielenie urobku brutto, w stanie suchym, %/100,

A_d^s - zapopielenie węgla dostarczanego odbiorcy, w stanie suchym, %/100,

przy czym przy uwzględnieniu, że grubość węgla (m_w) w wysokości frontu eksploatacyjnego wynosi (u_w) o ciężarze objętościowym (δ_w), a skały płonnej (m_s) o ciężarze objętościowym (δ_s), można napisać:

$$A^s = \frac{m_w \delta_w A_{mw}^s + m_s \delta_s A_{ms}^s}{m_w \delta_w + m_s \delta_s} \quad \%/100 \qquad (V.3)$$

gdzie:

A_{mw}^s - zapopielenie węgla w pokładzie w stanie suchym, %/100,

A_{ms}^s - zapopielenie przerostów i opadu stropu w stanie suchym, %/100.

Uwzględniając zależność (IV.3) oraz wprowadzając współczynnik $p = \frac{\delta_w}{\delta_s}$ otrzymuje się:

$$\gamma = \frac{\left[(A^s_{ms} - A^s_o) + (A^s_o - A^s_{mw})p\right] u_w - (A^s_{ms} - A^s_o)}{\left[1 - (1 - p)u_w\right](A^s_o - A^s_d)} \qquad (V.4)$$

W przeciętnych warunkach polskich kopalń węgla przyjąć można: $p = 0{,}6$, $A^s_{ms} = 0{,}9$, $A^s_o = 0{,}8$ i wówczas wzór (V.4) sprowadza się do postaci:

$$\gamma = \frac{0{,}6\ (1 - A^s_{mw})\ u_w - 0{,}1}{(1 - 0{,}4\ u_w)\ (0{,}8 - A^s_d)}\ \%/100 \qquad (V.5)$$

V.3. Koszty transportu do odbiorcy (k_t)

Koszty transportu do odbiorcy (franco wagon kolejowy stacja przeznaczenia) musi być uwzględniony w rachunku, ponieważ transport jest częścią składową ceny zbytu węgla.

Według danych Centrali Zbytu Węgla przyjmować można średnio

$$k_t = 30\ zł/t \qquad (V.6)$$

V.4. Określenie ceny węgla

Cenę zbytu węgla określa się w oparciu o cennik węgla Nr 1-Z/60. Ceny obejmują transport do odbiorcy (franco wagon - stacja przeznaczenia).

Ceny zależne są od następujących czynników:

1) typ węgla - dla celów chemicznej przeróbki (typ 33-38),
   - dla celów energetycznych (typ 31-32),

2) zapopielenie maksymalne w stanie roboczym,

3) najniższa dopuszczalna wartość opałowa węgla energetycznego w stanie roboczym, która wyrażona jest w cenniku klasą węgla,

4) sortymenty węgla.

Ze względu na odmienny sposób określania cen węgla dla celów chemicznej przeróbki i energetycznego, oba te rodzaje będą omówione oddzielnie.

Węgiel dla celów przeróbki chemicznej

Dla celów chemicznej przeróbki stosowane są węgle typów 33-38. Ceny węgla zależą od typu i stopnia zapopielenia (7-9%). W cenniku zmieniono jedynie nieznacznie ceny węgla grubego i niesortu dla węgla typu 33.

Cenę węgla dla celów przeróbki chemicznej określać się będzie symbolem:

$$C = C_K \quad \text{zł/tonę} \tag{V.7}$$

Węgiel dla celów energetycznych

Cenę węgla energetycznego określa się z cennika 1-Z/60, mając dane zapopielenie węgla w stanie roboczym, klasy węgla oraz sortyment.

Zakład przeróbczy produkuje szereg sortymentów węgla, przy czym każdy z nich może być zaliczony do innej klasy ze względu na różny stopień wzbogacania.

Średnią cenę węgla trzeba określić jako średnioważoną w zależności od udziału poszczególnych sortymentów oraz ich klas.

Dla celów ustalania kryteriów bilansowości złóż węgla można korzystać z przybliżonego wzoru [12]:

$$C = C_e = \bar{m} \cdot \bar{n} \cdot Q_{rp} \tag{V.8}$$

gdzie:

$\bar{m}$ - wartość efektywnego ciepła, zł/1000 kcal,

$\bar{n}$ - współczynnik zależny od rodzaju sortymentów węgla,

Q_{rp} - wartość opałowa węgla w stanie roboczym, pomniejszona o straty ciepła na skutek zawartości balastu.

Przybliżoną wartość efektywnego ciepła ($\bar{m}$) określono na podstawie cennika 1-Z/60 w wysokości 0,06 zł/1000 kcal.

Współczynnik sortymentu ($\bar{n}$) określono również w oparciu o dane cennika 1-Z/60. Wartości średnie dla wszystkich klas węgla zestawiono w tablicy V-1.

Tablica V.1

Wartości współczynnika zależnego od rodzaju sortymentów węgla

Grupa sortymentów wg 1-Z/60	$\bar{n}$
K_s K_o G_rI G_rII OI	1,00
O II O $O_ś$	0,90
G_KI G_KII G_K	0,83
G_sI G_sII	0,77
D_rI D_rII D_rIII	0,64
D_r IV D_r V M I M II P	0,75
Niesort	0,74
Przerosty	0,50
Muł	0,25

Wartość opałową węgla (Q_{rp}) określić można z wzorów podanych przez W. Stępińskiego [12].

Ostatecznie otrzymuje się:

$$C_e = 0{,}06.\bar{n}\left\{(Q_c^b - 270).\left[1{,}032-1{,}42\ (1-W_{cd})A_d^s - W_{cd}\right] - 630\ W_{cd}\right\}\ zł/t \qquad (V.9)$$

gdzie:

$\bar{n}$ - współczynnik zależny od sortymentów węgla,

Q_c^b - ciepło spalania węgla w przeliczeniu na substancję bezpopiołową i suchą, kcal/kg,

A_d^s - zapopielenie węgla dostarczanego odbiorcy, w stanie suchym, %/100,

W_{cd} - wilgoć całkowita zawarta w węglu dostarczanym odbiorcy, %/100.

Przeprowadzone badania różnic między wartościami obliczonymi z powyższego wzoru a odpowiednimi wartościami wg Cennika 1-Z/60, wykazało, że odchyłki nie przekraczają 5% w przypadku klas węgla 70-40, przy zapopieleniu nie przekraczającym 30%.

V.5. Określenie maksymalnego dopuszczalnego kosztu własnego wydobycia

W poprzednich rozdziałach określono zależność ceny zbytu (C), wychodu produktu rynkowego (γ) i kosztów transportu (k_t) od parametrów charakterystycznych złoża.

Nie określono jedynie takich zależności dla kosztu własnego, gdyż zagadnienie to jest bardzo skomplikowane ze względu na wielką ilość czynników wpływających na wielkość tego kosztu.

W związku z powyższym zagadnienie można postawić w sposób następujący: jaki może być maksymalny koszt własny (k_{max}) wydobycia (brutto), aby eksploatacja była jeszcze opłacalna zgodnie z wyrażeniem (V.1).

Warunek powyższy można przedstawić w postaci:

$$k_{max} = (c - k_t)\,\gamma \text{ zł/t brutto} \qquad (V.10)$$

Obliczenia maksymalnego kosztu własnego dla różnych parametrów złoża dokonano na elektronowej maszynie cyfrowej "Odra 1003". Przyjęto następujące założenia:

- wychód produktu rynkowego określono z wzoru (V.5), przy czym dla węgla koksującego przyjęto $A_d^s = 0{,}07$,
- koszt transportu do odbiorcy przyjęto wg (V.6) w wysokości $k_t = 30$ zł/t,
- ceny zbytu węgla energetycznego przyjęto wg wzoru (V.9), przy czym przyjęto średnio (wg danych statystycznych przemysłu węglowego) $\bar{n} = 0{,}80$;
- cenę węgla koksującego przyjęto zgodnie z cennikiem 1-Z/60:

typ 33 $C_K = 440$ zł/t,
typ 34 $C_K = 525$ zł/t,
typ 35 $C_K = 610$ zł/t.

W oparciu o powyższe dane sporządzono tablice maksymalnego kosztu własnego węgla

Z tablic dla węgla energetycznego wyeliminowano:

1) Wyniki, które sugerowały większe zapopielenie węgla rynkowego A_d^s niż węgla brutto. Oczywiście przy $u_w = 1$ warunek ten można napisać wprost w postaci $A_d^s \leqslant A_{mw}^s$; przy $u_w < 1$ warunek powyższy ma postać bardziej skomplikowaną; warunek ten został spełniony przez automatyczne wyłączenie wyników sprzecznych.

2) W tablicach umieszczono tylko te wyniki, dla których $k_{max} \geqslant 100$ zł/t. W 1964 r. minimalny koszt ruchowy wynosił 140 zł/t brutto. Zakładając, że przy nowoczesnej technice, dzięki uzyskaniu wysokiej wydajności pracy, możliwe jest jeszcze obniżenie kosztu własnego do 100 zł/t, przyjęcie takie wydaje się słuszne.

Kryteria ogólne opłacalności eksploatacji węgla energetycznego przy założeniu, że koszt własny nigdy nie może być niższy od 100 zł/t ($k_{max} \geqslant 100$ zł/t) przedstawiono w tablicy V-2.

Symbolem X oznaczono przypadki, gdy zapopielenie węgla w pokładzie A^s_{mw} może przekraczać 0,40%/100.

Symbolem N oznaczono przypadki, gdy w ogóle nie można uzyskać opłacalności eksploatacji, oczywiście przy założeniu $k_{max} \geqslant 100$ zł/t.

Jak widać wyeliminowano dla cen wewnętrznych prawie wszystkie dane dla $u_w < 0,7$.
Oznacza to, że rentowność eksploatacji pokładu, w którym przerosty powyżej 5 cm i opad stropu przekraczają 30% wysokości frontu eksploatacyjnego lub 43% grubości pokładu (m_w) jest mało prawdopodobna.

Rentowność przy $0,6 < u_w < 0,7$ uzyskać można tylko w wyjątkowo sprzyjających okolicznościach.
W ten sposób uzyskano pierwsze stałe kryterium bilansowości dla cen krajowych węgla energetycznego

$$u_w \geqslant 0,70$$

Podobnie postępując uzyskano wartość maksymalną kosztu własnego dla węgla koksującego; można korzystać z wykresów

$$k_{max} = f(A^s_{mw}, u_w)$$

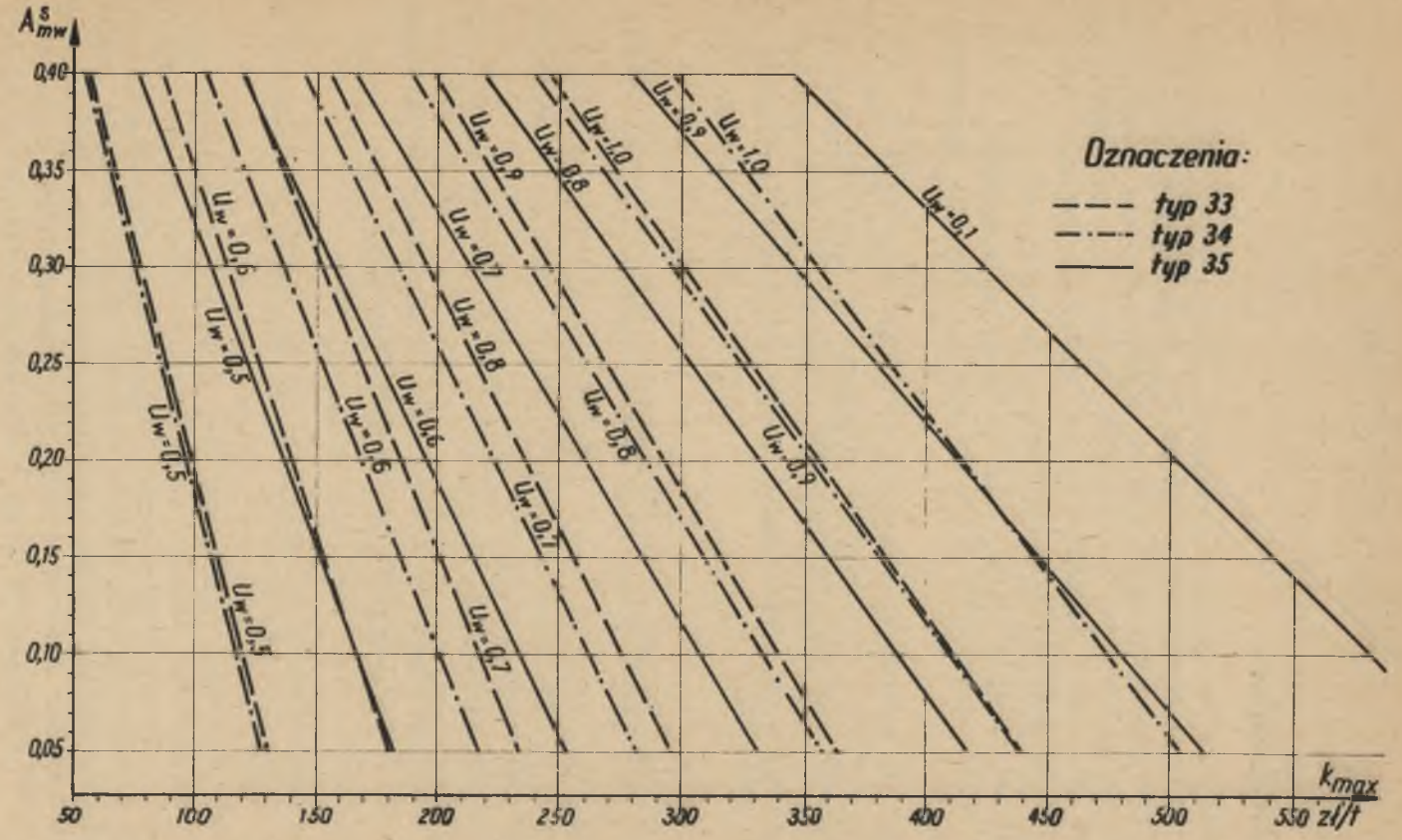
dla poszczególnych typów węgla (rys. V.1)

Zestawienie kryteriów ogólnych opłacalności eksploatacji węgli energetycznych przy założeniu, że kmax ≥ 100 zł/t

O_c^b	A_d^s	Uw																		
		1.0			0.9			0.8			0.7			0.6			0,5		
		Wcd			Wcd			Wcd			Wcd			Wcd			Wcd		
		0.07	0.15	0.25	0.07	0.15	0.25	0.07	0.15	0.25	0.07	0.15	0.25	0.07	0.15	0.25	0,07	0,15	0.25
		A^s_{mw}			A^s_{mw}			A^s_{mw}			A^s_{mw}			A^s_{mw}			$\cdot A^s_{mw}$		
6800	0.05	x	x	x	x	x	< 0,35	< 0.40	< 0.35	< 0.25	< 0.25	< 0.20	< 0.10	< 0.10	N	N	N	N	N
	0.10	x	x	x	x	x	< 0.35	< 0.40	< 0.35	< 0.25	< 0.25	< 0,20	< 0,10	< 0,10	N	N	N	N	N
	0.20	x	x	x	x	< 0.40	< 0.35	< 0,35	< 0.30	< 0.20	< 0.25	< 0.15	N	N	N	N	N	N	N
	0,30	x	x	x	x	< 0,40	< 0.30	< 0.35	< 0.25	< 0.15	< 0.20	< 0.10	N	N	N	N	N	N	N
7300	0,05	x	x	x	x	x	< 0.40	< 0.40	< 0.40	< 0.30	< 0,30	< 0.25	< 0.15	< 0.15	< 0.10	N	N	N	N
	0.10	x	x	x	x	x	< 0.40	< 0.40	< 0.35	< 0.30	< 0.30	< 0.25	< 0.15	< 0.15	< 0.10	N	N	N	N
	0.20	x	x	x	x	x	< 0,40	< 0.40	< 0.35	< 0.25	< 0.30	< 0,20	< 0.10	< 0.10	N	N	N	N	N
	0.30	x	x	x	x	< 0,40	< 0.35	< 0.35	< 0.30	< 0.20	< 0.25	< 0,20	N	< 0,10	N	N	N	N	N
7800	0,05	x	x	x	x	x	x	x	< 0.40	< 0.35	< 0.35	< 0.30	< 0.20	< 0,20	< 0,15	N	N	N	N
	0.10	x	x	x	x	x	x	x	< 0,40	< 0.35	< 0.35	< 0.30	< 0,20	< 0.20	< 0.15	N	N	N	N
	0.20	x	x	x	x	x	< 0.40	x	< 0,40	< 0,30	< 0,30	< 0.25	< 0,20	< 0.15	< 0,10	N	N	N	N
	0.30	x	x	x	x	x	< 0.40	< 0.40	< 0.35	< 0.30	< 0,30	< 0.25	< 0.15	< 0.15	N	N	N	N	N
8100	0.05	x	x	x	x	x	x	x	x	< 0,35	< 0.35	< 0.30	< 0.25	< 0.25	< 0,15	< 0.10	N	N	N
	0.10	x	x	x	x	x	x	x	< 0,40	< 0.35	< 0.35	< 0.30	< 0.25	< 0,20	< 0,15	N	N	N	N
	0.20	x	x	x	x	x	x	x	< 0,40	< 0.35	< 0.35	< 0.30	< 0.20	< 0,20	< 0.15	N	N	N	N
	0.30	x	x	x	x	x	< 0.40	< 0.40	< 0.40	< 0.30	< 0.30	< 0.25	< 0.15	< 0.15	< 0.10	N	N	N	N
8500	0,05	x	x	x	x	x	x	x	x	< 0.40	< 0.40	< 0.35	< 0.25	< 0.25	< 0.20	< 0.10	N	N	N
	0.10	x	x	x	x	x	x	x	x	< 0.40	< 0.40	< 0.35	< 0.25	< 0.25	< 0.20	< 0,10	N	N	N
	0,20	x	x	x	x	x	x	x	x	< 0.35	< 0.35	< 0.30	< 0.25	< 0.25	< 0.15	N	N	N	N
	0.30	x	x	x	x	x	x	x	< 0,40	< 0.35	< 0.35	< 0.30	< 0.20	< 0.20	< 0,15	N	N	N	N

x – może wystąpić $A^s_{mw} > 0.40$

N – pokład pozabilansowy przy założeniu, że k nie może być mniejsze od 100 zł/t



Rys.V.1. Zależności maksymalnych kosztów własnych od A^s_{mw} i U_w dla węgla koksującego

VI. OKREŚLENIE KRYTERIÓW RENTOWNOŚCI DLA KOPALŃ CZYNNYCH

VI.1. Wprowadzenie

Określenie kryteriów rentowności dla kopalń istniejących sprowadzać się będzie do wyznaczenia granicznych najgorszych parametrów pokładów, dla których opłacalna jest jeszcze ich eksploatacja. Kryteria rentowności mają w tym przypadku być podstawą decyzji o zaniechaniu już wybieranej części złoża lub włączeniu do eksploatacji nowej.

Podstawą decyzji winien być rachunek ekonomiczny, który wykazałby wpływ eksploatacji danej partii złoża na rentowność kopalni.

Warunkiem rentowności produkcji węgla jest, aby suma kosztów eksploatacji, przeróbki mechanicznej, amortyzacji i transportu do odbiorcy nie przekraczała ceny zbytu.

W przypadku czynnej kopalni warunek bilansowości określić można wzorem (VI.1):

$$Z = C_{Nb} - \frac{k_{Nb}}{\gamma_{Nb}} - k_t = 0 \text{ zł/t} \qquad \text{(VI.1)}$$

gdzie:

k_{Nb} - koszt własny kopalni przy eksploatacji N_b pokładów bilansowych, zł/t brutto,

γ_{Nb} - udział produktu rynkowego w stosunku do węgla surowego dla N_b pokładów bilansowych, %/100,

k_t - koszty transportu do odbiorcy, zł/t,

C_{Nb} - cena zbytu przy eksploatacji N_b pokładów bilansowych, zł/t.

Wzór bilansowości podany powyżej może być stosowany tylko w przypadku, gdy dana kopalnia eksploatuje złoże na granicy bilansowości. Wówczas zaniechanie jednego lub włączenie do eksploatacji innego pokładu może w istotny sposób zmienić rentowność kopalni. Zwykle jednak kopalnie eksploatują albo ze znacznym zyskiem lub stratą. W tych przypadkach można jedynie wzajemnie porównywać rentowność kopalni dla różnych zakresów

eksploatacji złoża. Można na przykład założyć, że poprzez włączenie do eksploatacji nowego pokładu rentowność kopalni nie powinna się pogorszyć. W tym przypadku kryterium bilansowości można określić z wyrażenia:

$$\Delta Z_N = (C_N - C_{N-1}) - \left(\frac{k_N}{\gamma_N} - \frac{k_{N-1}}{\gamma_{N-1}}\right) = 0 \quad \text{zł/t} \qquad \text{(VI.2)}$$

gdzie:

ΔZ_N - przyrost zysku wynikający z dołączenia n-tego pokładu,

N - suma n-pokładów,

N-1 - suma n-1 pokładów.

W dalszej kolejności przeprowadzona zostanie analiza poszczególnych składników podanych wyżej wzorów oraz wyprowadzenie funkcji wpływu rezygnacji z eksploatacji danej części złoża na rentowność kopalni.

VI.2. Metoda wstępnego określania kosztu własnego

W czynnej kopalni zaliczenie danego pokładu do zasobów pozabilansowych może nastąpić jedynie w oparciu o szczegółową analizę ekonomiczną. Poniżej przedstawiono ogólne wytyczne dla sposobu wykonania analizy oraz wyprowadzono pewne funkcje, które pozwalają na łatwe określenie wpływu włączenia do eksploatacji danego pokładu na koszt własny kopalni.

Koszt własny kopalni określić można wzorem:

$$k = k_o + k_r + k_p + k_a \quad \text{zł/t brutto} \qquad \text{(VI.3)}$$

gdzie:

k_o - średnioważony koszt oddziałów produkcyjnych,
k_r - koszt ogólnokopalniany bez oddziałów produkcyjnych,
k_p - koszt wzbogacania,
k_a - koszt amortyzacji i kapitalnych remontów.

Takiego podziału kosztu własnego dokonano dlatego, że włączenie nowej partii złoża odmiennie wpływa na każdy z powyższych składników kosztu. Szczegółowe analizy wpływu przeprowadzone zostaną poniżej dla każdego ze składników kosztu oddzielnie.

W analizie kosztów własnych dla przypadku czynnej kopalni przyjmuje się zasadę, że oblicza się średni koszt własny dla całej kopalni z uwzględnieniem wpływu włączenia danej części złoża. Porównując otrzymany koszt własny z ceną zbytu otrzymuje się szukany wpływ włączenia danej partii złoża na rentowność kopalni; w oparciu o takie dane podjąć można właściwą decyzję o eksploatacji lub zaniechaniu rozpatrywanej partii złoża.

W taki sposób przeprowadzana analiza eliminuje niebezpieczeństwo popełnienia poważnych błędów, nieuchronnych w przypadku przeprowadzania analizy kosztów i cen jedynie dla analizowanego pokładu czy partii złoża. W tym ostatnim przypadku analiza mogłaby na przykład wykazać, że dany pokład kopalni jest nierentowny i należy go zaniechać, gdy tymczasem wprowadzenie go do eksploatacji mogłoby polepszyć wskaźniki ekonomiczne danej kopalni eksploatującej na przykład powyżej oceny zbytu. Polepszenie to mogłoby nastąpić dzięki wzrostowi produkcji kopalni, polepszeniu ceny zbytu i obniżeniu kosztów ogólnokopalnianych.

Z przytoczonych wyżej powodów rozpatrywane będą niżej średnie koszty własne kopalni przy uwzględnieniu wpływu włączenia do eksploatacji danego pokładu na ich wysokość.

W analizie kosztów własnych przyjęto, że optymalny zakres eksploatacji złoża zapewnić winien najniższe koszty własne w okresie wybierania udostępnionej części złoża. W wyjątkowych przypadkach należy objąć analizą całe złoże kopalni. Ten ostatni przypadek zachodzi tam gdzie całkowite zasoby kopalni są małe. Zwykle jednak analizą wystarczy objąć zasoby występujące na danym poziomie lub nawet tylko w jednej partii kopalni. Zakres analizy musi być określony indywidualnie w zależności od konkretnej sytuacji.

Koszty oddziałowe (k_o)

Analiza kosztów oddziałowych w czynnych kopalniach wykazuje, że wahają się one w bardzo szerokich granicach w zależno-

ści tak od warunków naturalnych jak i organizacyjnych. Praktycznie więc prognozować koszty oddziałowe można tylko w oparciu o dane z czynnych oddziałów charakteryzujących się podobnymi warunkami eksploatacyjnymi i organizacyjnymi.

Wysokość kosztów oddziałowych dla pokładów dotąd nieeksploatowanych w czynnych kopalniach określać się powinno w oparciu o szczegółową analizę czynników mogących mieć wpływ na te koszty, a więc trzeba wziąć pod uwagę czynniki naturalne jak: grubość pokładu, regularność zalegania, upad, gazowość, stosunki wodne i.in. oraz czynniki organizacyjno-techniczne jak przewidywany stopień mechanizacji, rodzaj organizacji oddziału, długości dróg odstawy itd.

Z głównych parametrów naturalnych rentowności eksploatacji pokładu, na wysokość kosztu oddziałowego (dla wydobycia brutto) może mieć wpływ wysokość frontu eksploatacyjnego (m) określona zależnością (IV.3). Jest tak dlatego, że w zasadzie na koszt oddziałowy dla wydobycia brutto wywiera wpływ wysokość frontu eksploatacyjnego bez względu na to czy urabiany jest węgiel czy kamień. Oczywiście założenie takie jest pewnym przybliżeniem, gdyż tam gdzie występuje dużo przerostów i silny opad stropu, warunki eksploatacyjne mogą być trudniejsze mimo nawet dużej wysokości frontu, trudniejsza będzie również mechanizacja w takim silnie zanieczyszczonym pokładzie.

Według badań szeregu autorów koszty oddziałowe maleją wraz z wzrostem grubości pokładu. Dla sprawdzenia tego wpływu wyprowadzono w oparciu o ankietę MGiE z 1964 r., funkcje wpływu grubości pokładu na koszt oddziałowy [22]. Badaniem objęto 499 oddziałów produkcyjnych kopalń węgla w Zagłębiu Śląsko-Dąbrowskim. Uzyskane metodą regresji funkcje dla poszczególnych systemów eksploatacji typu

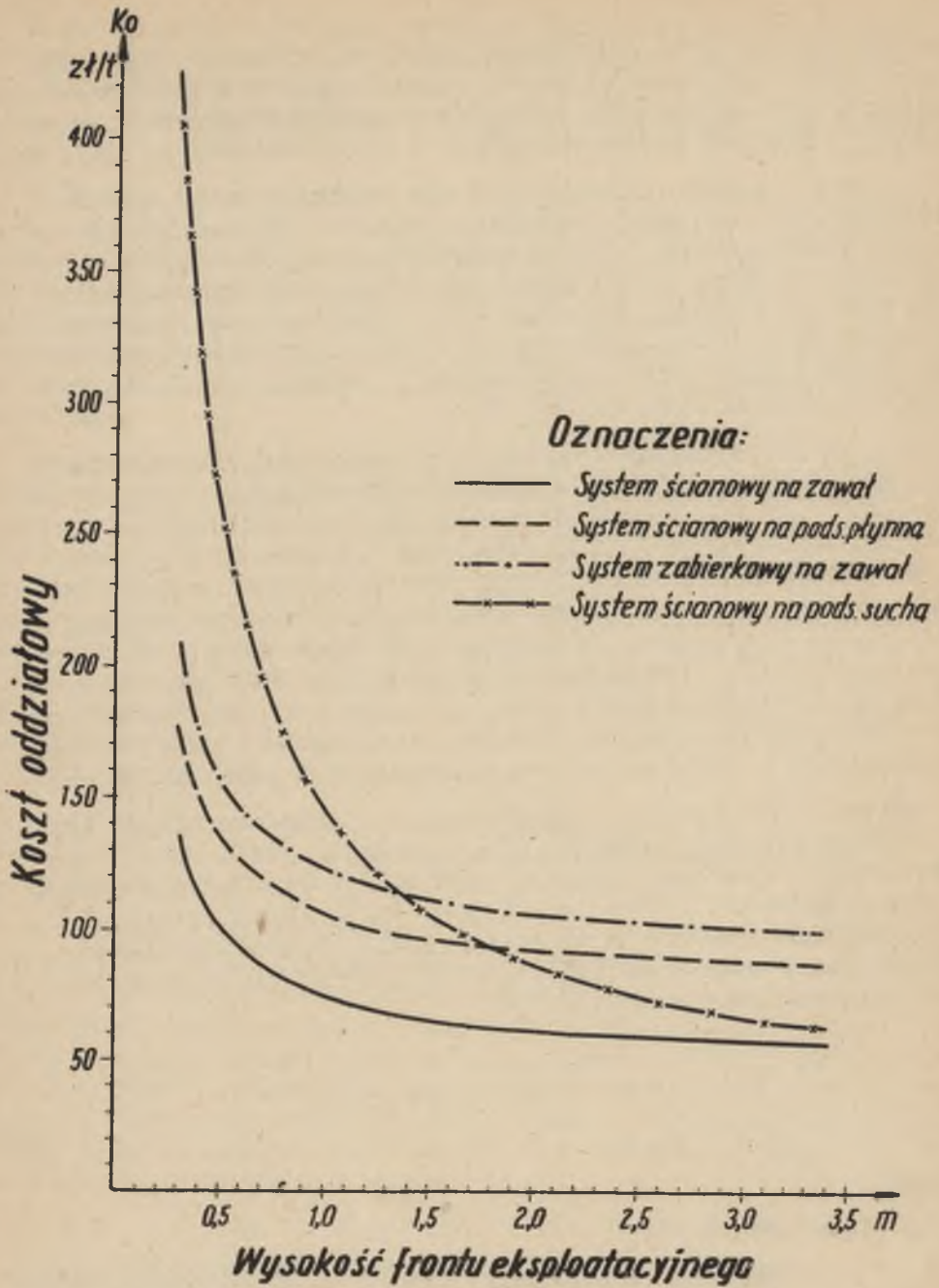
$$k_o = a + \frac{b}{m} + \delta_o \text{ zł/t brutto} \qquad \text{(VI.4)}$$

gdzie:

a, b - stałe regresji,

δ_o - odchylenie standardowe, zł/t.

przedstawiono na rys. VI.1 oraz w tablicy VI.1.



Rys.VI.1. Wykresy zależności kosztu oddziałowego k_o od wysokości frontu eksploatacyjnego m dla głównych systemów eksploatacji

Zestawienie wzorów do określenia kosztu oddziałowego

Lp.	System eksploatacji	Zastosowanie wzoru:	Koszt oddziałowy - k_o zł/t brutto	Odchylenia procent %	Odchylenia stand.[2] zł/t	Zakres badanych wysokości frontów eksploat.	Uwagi
1	Ścianowy na zawał	ogólne kryt.bilans.	$150,6 - 96,14\ m + 23,66\ m^2$ $47,38 + \frac{26,37}{m}$	13,03 16,45	11,62 13,84	0,8 - 2,2	Wydobycie oddziału powyżej 20000 t/mies. i 1 m gr. pokł.
2	Ścianowy na pods.pł.	ogólne kryt.bilans.	$129,5 - 27,85 \cdot m + 4,494 \cdot m^2$ $76,26 + \frac{30,12}{m}$	16,19 16,38	17,55 17,59	1,3 - 3,9	Wyd.pow. 5000 t/mies. i 1 m gr.pokł.
3	Ścianowy na pods. suchą i pasy podsadzk.	ogólne kryt.bilans.	$182,0 - 55,35 \cdot m + 6,732 \cdot m^2$ $87,44 + \frac{35,94}{m}$	15,15 16,27	20,91 22,76	0,4 - 2,8	
4	Zabierkowy na zawał	ogólne kryt.bilans.	$138,2 - 24,34\ m$ $27,22 + \frac{118,0}{m}$	17,54 18,05	16,20 16,66	1,2 - 4,0	Wyd. pow. 5000 t/mies. i 1 m gr. pokł.
5	Zabierkowy na pods. płynną	ogólne kryt.bilans.[1]	$133,0 - 34,84 \cdot m + 5104 \cdot m^2$	15,84	14,75	2,0 - 5,5	Wyd. pow. 15000 t/mies.

1) Ze względu na zakres badanych grubości pokładów (od 2,0 m), wyprowadzone zależności nie mogą być podstawą do określania kryteriów bilansowości.

2) Odchylenie standardowe - $\pm\delta$

Oczywiście zależności takie mogą być różne w różnych kopalniach, dlatego koszty oddziałowe najlepiej określać w oparciu o analizę konkretnych warunków naturalnych i organizacyjno-technicznych rozpatrywanej kopalni.

Zgodnie z przyjętą metodą oceny rentowności eksploatacji wpływ włączenia do eksploatacji danego n-tego pokładu na średnioważony koszt oddziałowy kopalni określić można wzorem:

$$\Delta k_{oN} = (k_{on} - k_{o(N-1)}) \cdot \frac{u_{pn}}{1 + u_{pn}} \text{ zł/t brutto} \qquad \text{(VI.5)}$$

gdzie:

k_{on} - prognozowany koszt oddziałowy dołączanego n-tego pokładu, zł/t brutto, określony np. z wzoru (VI.4);

$k_{o(N-1)}$ - średnioważony koszt oddziałowy dla (n-1) pokładów przez ich zasoby, zł/t brutto;

u_{pn} - udział zasobów n-tego pokładu w stosunku do zasobów (n-1) pokładów, %/100.

Koszty ogólnokopalniane pozaoddziałowe - k_r

Zgodnie z wyrażeniem (VI.3) jednym z elementów kosztu własnego wydobycia brutto jest koszt ogólnokopalniany obejmujący wszystkie elementy kosztu własnego za wyjątkiem kosztów oddziałowych (k_o), przeróbki mechanicznej (k_p) oraz amortyzacji (k_a). Według ankiety MGiE z kwietnia 1964 r. [22] koszty ogólnokopalniane w poszczególnych kopalniach wahały się w granicach 52,9-255,5 zł/t brutto. Koszty te zależą od wielu czynników tak naturalnych jak i organizacyjno-technicznych. Określenie ich w przypadku czynnej kopalni może być dokonane tylko w oparciu o konkretne dane tej kopalni.

Włączenie do eksploatacji nowego pokładu może mieć dwojakiego rodzaju wpływ na wysokość kosztów ogólnokopalnianych:

a) poprzez wzrost wydobycia kopalni na skutek włączenia nowego pokładu koszt ogólnokopalniany wykazywał będzie tendencję spadkową,

b) jeżeli udostępnienie tego pokładu będzie wymagało dużych dodatkowych środków wówczas koszt ogólnokopalniany wzrośnie.

W oparciu o cytowaną poprzednio ankietę [22] przeprowadzono analizę wpływu wielkości wydobycia kopalni na średni koszt ogólnokopalniany. Wpływ ten wyrazić można przy pomocy funkcji:

$$k_r = A_r + \frac{B_r}{W_d} \text{ zł/t brutto} \qquad \text{(VI.6)}$$

gdzie:

A_r, B_r - stałe regresji,

W_d - wydobycie kopalni.

Dla kopalń Zagłębia Śląsko-Dąbrowskiego wyprowadzono funkcję o postaci:

$$k_r = 56{,}6 + \frac{410}{W_o} + \frac{65{,}5}{W_d} \text{ zł/t brutto} \qquad \text{(VI.6a)}$$

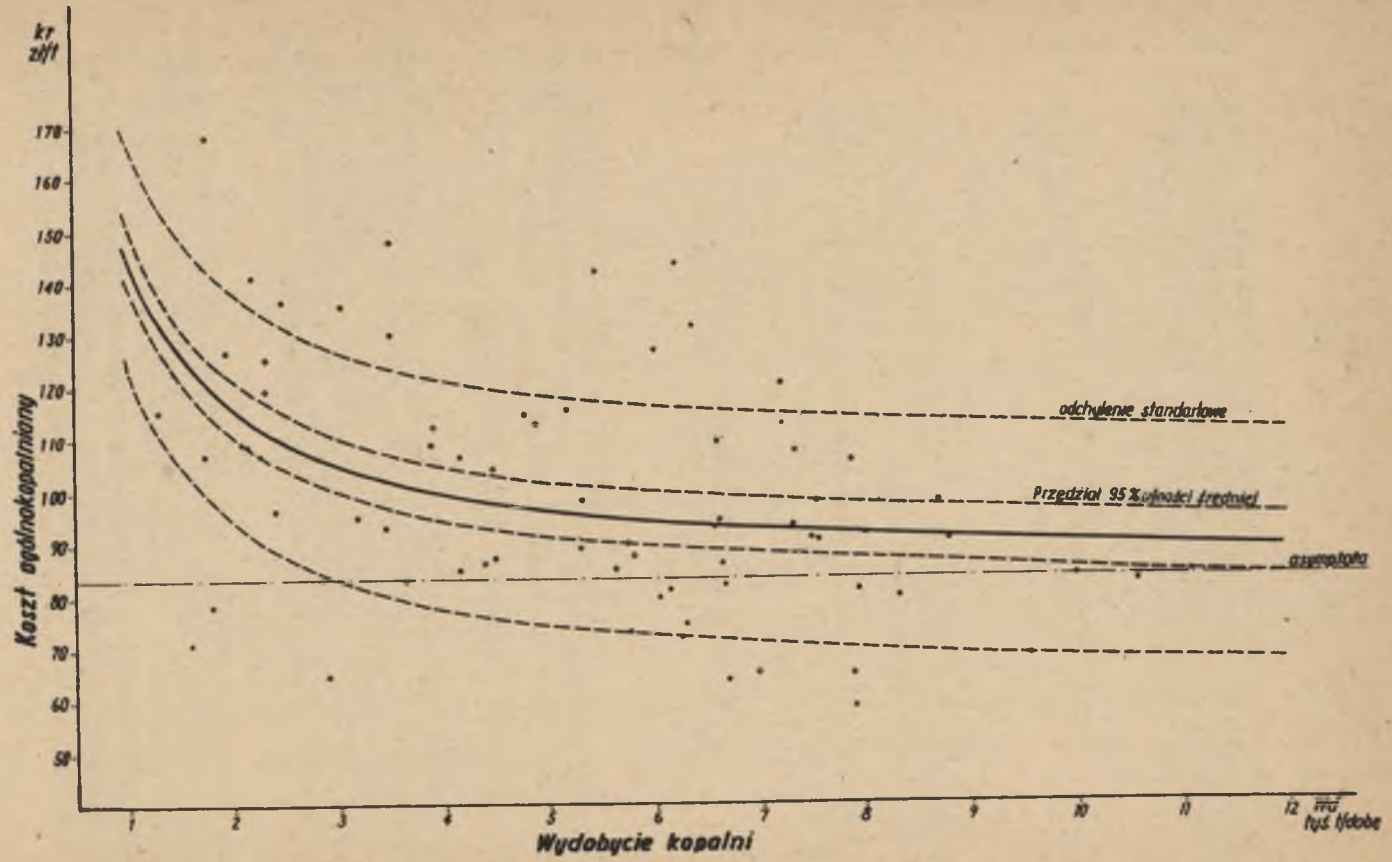
gdzie:

W_o - dodatkowo wprowadzona zmienna: średnioważona wielkość wydobycia z oddziału, tys. t/mies. brutto,

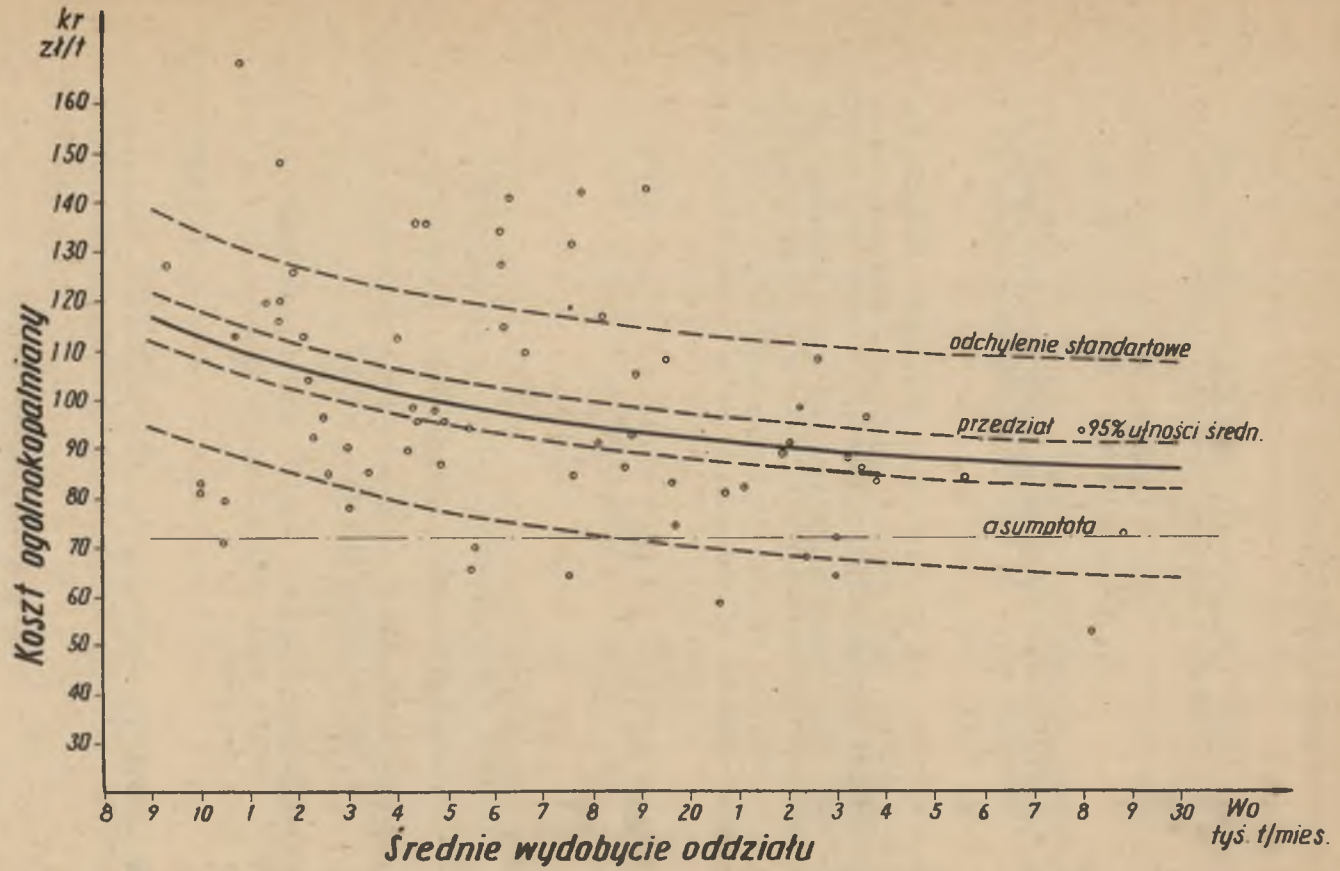
W_d - wydobycie kopalni, tys.t/d brutto.

Poza powyższymi zmiennymi analizie poddano jeszcze średnioważoną wysokość frontu eksploatacyjnego (m); nie wykryto jednak żadnej korelacji między tą zmienną a kosztem ogólnokopalnianym. Wykresy funkcji (VI.6a) przy ustalonych kolejno średnich wartościach W_o i W_d przedstawiono na rys. VI.2 i VI.3.

Po włączeniu do eksploatacji n-tego pokładu, koszt ogólnokopalniany tylko wówczas ulegnie zmianie, gdy istnieje możliwość wzrostu zdolności produkcyjnych kopalni. Zakładając, że wzrost wydobycia będzie w najlepszym razie wprost proporcjonalny do wzrostu zasobów na skutek przyłączenia pokładu n, którego udział zasobów w stosunku do sumarycznych zasobów



Rys.VI.2. Wykres zależności kosztu ogólnokopalnianego (k_r - zł/t) od wydobycia kopalni (W_d - tys.t/dobę brutto)



Rys.VI.3. Wykres zależności kosztu ogólnokopalnianego (k_r - zł/t) od średnioważonego kosztu oddziałowego (W_o - tys.t/miesiąc brutto)

(n-1) pokładów wynosi U_{pn}, otrzymuje się następujący przyrost kosztu ogólnokopalnianego:

$$\Delta k_{rw} = -\eta_r \cdot \frac{B_r}{W_d} \cdot \frac{U_{pn}}{1 + U_{pn}} \text{ zł/t brutto} \qquad (VI.7)$$

gdzie:

η_r - współczynnik korygujący; gdy nie następuje wzrost wydobycia $\eta_r = 0$, gdy jest proporcjonalny do U_{pn} $\eta_r = 1$.

Poza wpływem zmiany wielkości wydobycia kopalni, na koszt ogólnokopalniany może również wpływać dodatkowy koszt udostępniania przewidzianego do włączenia do eksploatacji n-tego pokładu. Koszt ten należy uwzględniać tylko wówczas gdy koszt udostępnienia danego n-tego pokładu różni się znacznie od podobnego kosztu dla innych pokładów kopalni. W tym przypadku zwiększenie kosztu ogólnokopalnianego określić można wzorem:

$$\Delta k_{ru} = (k_{un} - k_u)\, U_{pn} = \Delta k_{un} \cdot U_{pn} \text{ zł/t brutto} \qquad (VI.8)$$

gdzie:

k_{un} - koszt udostępnienia n-tego pokładu, zł/t,

k_u - przeciętny koszt udostępnienia pokładu kopalni, zł/t,

Δk_{un} - dodatkowy koszt udostępnienia pokładu n w stosunku do kosztu przeciętnego, zł/t.

Uwzględniając (VI.7) i (VI.8) można określić całkowity przyrost kosztu ogólnokopalnianego wynikający z przyłączenia pokładu n-tego:

$$\Delta k_{rN} = \Delta k_{un} \cdot U_{pn} - \eta_r \cdot \frac{B_r}{W_d} \cdot \frac{U_{pn}}{1+U_{pn}} \text{ zł/t brutto} \qquad (VI.9)$$

gdzie:

Δk_{un} - przyrost kosztu udostępnienia n-tego pokładu w stosunku do kosztu przeciętnego, zł/t;

η_r - współczynnik wpływu włączenia n-tego pokładu na wydobycie kopalni, zawarty w granicach 0 - 1;

B_r - stała regresji, określona z danych statystycznych;

W_d - wydobycie kopalni, tys t/dobę brutto;

U_{pn} - udział zasobów n-tego pokładu w stosunku do sumy zasobów (n-1) pokładów, %/100.

Koszt amortyzacji nakładów - k_a

Włączenie do eksploatacji n-tego pokładu w czynnej kopalni ma wpływ na wysokość kosztu jednostkowego amortyzacji. Wzrost zasobów spowodowanych włączeniem n-tego pokładu spowoduje odpowiedni spadek kosztu amortyzacji określony wzorem:

$$\Delta k_{aN} = \frac{J_z}{Z_{p(N-1)}} \cdot \frac{U_{pn}}{1+U_{pn}} \quad \text{zł/t brutto} \qquad \text{(VI.10)}$$

gdzie:

J_z - nakłady zależne od wielkości zasobów (zwykle będą to podszybia, komory, urządzenia głównego odwadniania, główne przekopy, szybiki itd.) mln zł;

$Z_{p(N-1)}$ - sumaryczne zasoby (n-1) pokładów, mln ton;

U_{pn} - udział zasobów n-tego pokładu do zasobów sumarycznych.

Koszty przeróbcze

Szczegółowe określenie kosztu przeróbki mechanicznej jest możliwe tylko w przypadku sporządzenia konkretnego projektu technicznego.

Szacunkowo koszt ten określić można w oparciu o wskaźniki zależne przede wszystkim od systemu wzbogacania. Wskaźniki

takie można uzyskać w oparciu o dane czynnych zakładów przeróbczych. Zakłada się przy tym, że zakład przeróbczy będzie posiadał optymalne parametry jeżeli chodzi o stopień wzbogacania węgla. Przy takich założeniach można korzystać z odpowiednich kosztów przeróbczych wskaźnikowych (k_p) dla kilku typowych systemów wzbogacania. Popełniony w ten sposób błąd będzie niewielki zważywszy, że koszt przeróbki mechanicznej węgla (k_p) stanowi zaledwie około 5% kosztu własnego wydobycia.

Wpływ włączenia do eksploatacji n-tego pokładu na koszt własny kopalni

W oparciu o przedstawione poprzednio zależności (VI.5), (VI.9) i (VI.10) określić można sumaryczny przyrost kosztu własnego wydobycia brutto na skutek włączenia do eksploatacji n-tego pokładu:

$$\Delta k_N = \Delta k_{oN} + \Delta k_{rN} + \Delta k_{aN} \quad \text{zł/t brutto} \qquad \text{(VI.11)}$$

Tak więc średni koszt własny kopalni po włączeniu do eksploatacji n-tego pokładu wyniesie:

$$k_N = k_{N-1} + \Delta k_N \quad \text{zł/t brutto} \qquad \text{(VI.12)}$$

gdzie:

k_{N-1} - koszt własny kopalni przed włączeniem n-tego pokładu, zł/t.

Przy pomocy przedstawionego toku obliczeń można analizować wpływ włączenia do eksploatacji dowolnej liczby pokładów, postępując dla każdego kolejnego pokładu w przedstawiony wyżej sposób.

VI.3. Określenie wychodu produktu rynkowego (γ)

Włączenie do eksploatacji rozpatrywanego pokładu może spowodować zmianę średniego wychodu produktu rynkowego. Podobnie postępując jak przy określeniu średniego kosztu własnego otrzymać można zmienioną wartość wychodu:

$$\gamma_N = \frac{\gamma_{N-1}}{1+U_{pn}} + \gamma_n \cdot \frac{U_{pn}}{1+U_{pn}} \quad \%/100 \qquad (VI.13)$$

gdzie:

γ_{N-1} - średnioważony wychód produktu rynkowego w stosunku do wydobycia brutto dla n-1 pokładów, %/100,

γ_n - wychód produktu rynkwowego w stosunku do wydobycia brutto dla n-tego pokładu, %/100, który określić można z (V.5).

VI.4. Określenie ceny zbytu węgla

Podobnie postępując jak przy określeniu średniego kosztu własnego i wychodu produktu rynkowego otrzymuje się zmienioną na skutek włączenia do eksploatacji n-tego pokładu, wartość ceny zbytu węgla:

$$C_N = \frac{C_{N-1}}{1+U_{pn}} + C_n \frac{U_{pn}}{1+U_{pn}} \quad zł/t \qquad (VI.14)$$

gdzie:

C_{N-1} - przeciętna cena zbytu dla n-1 pokładów,

C_n - cena zbytu dla n-tego pokładu.

VI.5. Określenie przewidywanego zysku

W oparciu o wyrażenie (V.2) określić można jednostkowy zysk z eksploatacji n pokładów w postaci:

$$Z_N = C_N - \frac{k_N}{\gamma_N} - k_t \quad zł/t \qquad (VI.15)$$

oraz według (VI.2):

$$\Delta Z_N = (C_N - C_{N-1}) - (\frac{k_N}{\gamma_N} - \frac{k_{N-1}}{\gamma_{N-1}}) \quad zł/t \qquad (VI.16)$$

Postępując w przedstawiony wyżej sposób, dołączając kolejno pokłady od najlepszych do najgorszych uzyskamy szereg malejących wartości ΔZ_i. Przy pewnym kolejnym pokładzie n_o nastąpi zależność $\Delta Z_{No} = 0$.

Będzie to oznaczało, że kopalnia wykazuje największy zysk jednostkowy przy eksploatacji n_o pokładów.

Dołączając następne pokłady, zysk jednostkowy kopalni będzie coraz mniejszy osiągając wreszcie wartość 0 dla n_b pokładów, czyli $Z_{Nb} = 0$; dołączenie każdego następnego pokładu musi spowodować stratę. W związku z tym możemy powiedzieć, że n_b pokładów jest ekonomicznie bilansowych, a pozostałe są pozabilansowe.

Uszeregowanie pokładów według malejącej ich wartości użytkowej wykonuje się według stale malejącej wartości wskaźnika:

$$\Delta = C - \frac{k - k_a}{\gamma} \quad zł/t \qquad (VI.17)$$

który wyraża zysk średni kopalni z pominięciem kosztu amortyzacji (k_a), który oczywiście dla pierwszych dołączanych pokładów będzie bardzo wysoki.

Przy występowaniu większej liczby pokładów, obliczenia wg przedstawionej metody są bardzo pracochłonne; tak więc najwygodniej obliczenia przeprowadzać na EMC.

Metodą powyższą wykonano 4 przykłady, w tym 3 dla kopalń czynnych: Bolesław Śmiały, Siersza i Jankowice. Analiza wykazała w niektórych przypadkach celowość rezygnacji z wybierania pewnych pokładów na korzyść innych, co mogłoby zapewnić rentowność eksploatacji analizowanych kopalń.

VII. OKREŚLENIE KRYTERIÓW RENTOWNOŚCI DLA NOWYCH KOPALŃ

VII.1. Wprowadzenie

Kryteria rentownej eksploatacji określa się na czterech kolejnych etapach programowania i projektowania kopalni, a mianowicie:

1) po wykonaniu badań pionierskich należy określić, czy dane złoże jako całość może być w przyszłości przydatne dla celów górniczej eksploatacji, a więc czy należy i kiedy przeprowadzić dalsze badania geologiczne;

2) po wstępnym zbadaniu złoża (kategoria C2) po orientacyjnym podziale rejonów geologicznych na obszary górnicze określić należy przydatność eksploatacyjną tych obszarów oraz określić optymalną kolejność budowy kopalń w planie perspektywicznym;

3) po wykonaniu badać złoża wystarczających do sporządzenia pełnej dokumentacji geologicznej, konieczne jest ustalenie kryteriów bilansowości już nie dla całego złoża co zostało już wykonane w poprzednich fazach (1 i 2), lecz dla poszczególnych jego części: pokładów, pól, poziomów. Kryteria takie staną się podstawą do wykonania dokumentacji geologicznej, dla podziału na zasoby bilansowe i pozabilansowe;

4) w trakcie wykonywania projektu koncepcyjnego czy wstępnego kopalni może zajść potrzeba dalszej szczegółowej analizy przydatności do eksploatacji poszczególnych części złoża: w tych przypadkach musi być przeprowadzona już szczegółowa analiza ekonomiczna, w wyniku której może zajść potrzeba dalszego podziału zasobów bilansowych na bilansowe nieekonomicz-

ne i ekonomiczne lub w szczególnych przypadkach również pozabilansowych na nieekonomiczne i ekonomiczne [21].

W etapach 1, 2, 3 stosuje się tak zwane uproszczone kryteria bilansowości; w etapie 4 - szczegółowe kryteria [1].

Zgodnie z wyrażeniem (V.1) jako podstawę do ekonomicznej oceny złóż przyjmuje się warunek by koszt własny wraz z kosztami transportu do odbiorcy był niższy lub najwyżej równy cenie zbytu węgla.

Tak więc warunek bilansowości dla nowych złóż określić można zależnością:

$$Z = C - \bar{k} - k_t = 0 \qquad \text{(VII.1)}$$

gdzie:

Z - zysk, zł/t,

C - cena zbytu, zł/t,

$\bar{k}$ - koszt własny produkcji, zł/t,

k_t - koszt transportu franco odbiorca, zł/t.

W dalszym toku pracy przeprowadzona zostanie analiza poszczególnych składników wzoru (VII.1) oraz wynikowe kryteria pierwszych trzech etapów badania złoża, a więc do uproszczonych kryteriów bilansowości.

Kryteria szczegółowe mogą być określane w oparciu o rozdział VI - traktując nową kopalnię jak kopalnię czynną.

VII.2. Określenie kosztu własnego - $\bar{k}$

Koszt własny obliczony na tonę netto składa się z dwóch zasadniczych części: kosztu ruchowego i kosztu amortyzacji, a więc można go wyrazić wzorem:

$$\bar{k} = \frac{k_b}{\gamma} + k_a \quad \text{zł/t} \qquad \text{(VII.2)}$$

gdzie:

$\bar{k}$ - koszt własny wydobycia netto,

k_b - koszt ruchowy (eksploatacyjny) wydobycia brutto,

k_a - koszt amortyzacji i kapitalnych remontów dla wydobycia netto,

γ - średni wychód produktu rynkowego w stosunku do wydobycia brutto.

Koszt ruchowy (k_b) obejmuje wszystkie koszty bieżącej eksploatacji wraz z przeróbką mechaniczną węgla. Koszty te określić można albo w oparciu o podobne kopalnie czynne, projekty wstępne nowych kopalń o zbliżonych warunkach lub też istniejące opracowania analityczne oparte na danych statystycznych.

Na etapie dokumentowania złoża, gdy nie ma jeszcze projektów przewidywanych do budowy na tym złożu kopalń duże usługi oddać może metoda wstępnego określania kosztu ruchowego przedstawiona przez Węgierskiego i Wolskiego [14], [15], [16].

W oparciu o powyższą metodę, po przekształceniach i uproszczeniach otrzymano ostateczną postać wzoru:

$$k_b = \xi + \frac{\varrho}{W} + (\sigma + \tau \cdot c_w) H_k + \frac{\varkappa}{z} + \frac{\frac{\psi}{p.s} + \omega}{(\frac{2.2}{U_w} - 0,9)m_w} \text{ zł/t} \quad \text{(VII.3)}$$

Wartości stałych $\xi \div \omega$ zestawiono w tablicy VII.1.

Wychód produktu rynkowego dla nowych kopalń określa się z wzoru (V.5) jak dla kopalń czynnych.

Koszt amortyzacji i kapitalnych remontów (k_a) określa się jako sumę odpisów amortyzacyjnych powiększonych o odpisy na kapitalne remonty dla poszczególnych składników nakładów inwestycyjnych. Wysokość odpisów regulują przepisy ogólne państwowe. Mając obliczoną wartość rocznego kosztu amortyzacji oraz wartość poniesionych nakładów inwestycyjnych można określić średnioważony okres amortyzacji inwestycji. Przy obecnie obowiązujących stawkach amortyzacyjnych, okres ten wynosi dla nowych kopalń około 15 lat. Tak więc dla celów niniejszego opracowania koszt amortyzacji obliczać można dzieląc nakłady

inwestycyjne na budowę kopalni przez wydobycie uzyskane w okresie amortyzacyjnym.

Dla wstępnego określenia kryteriów bilansowości złóż można określać sumaryczne nakłady inwestycyjne z metody Węgierski - Wolski [14], [15].

Tablica VII.1

Wartości współczynników do wzoru (VII.3)

Symbol	Typ I niegazowe lub średnio gazowe		Typ II silnie gazowe	
	bez pods. hydraul.	z pods. hydraul.	bez pods. hydraul.	z pods. hydraul.
ξ	98,6	92,2	122,1	115,8
ϱ	79	79	79	79
σ	$4{,}1 \cdot 10^{-3}$	$4{,}1 \cdot 10^{-3}$	$4{,}1 \cdot 10^{-3}$	$4{,}1 \cdot 10^{-3}$
τ	$3{,}6 \cdot 10^{-3}$	$3{,}6 \cdot 10^{-3}$	$3{,}6 \cdot 10^{-3}$	$3{,}6 \cdot 10^{-3}$
$\varkappa$	4,3	4,3	6,6	6,6
ψ	46.700	46.700	46.700	46.700
ω	40,9	105,2	49,2	127,8

Mając sumaryczne nakłady (I), średni koszt amortyzacyjny określić można z wzoru:

$$k_a = \frac{I}{0{,}3\ W \cdot T_a} \quad zł/t \qquad (VII.4)$$

gdzie:

I - całkowite nakłady inwestycyjne, mln zł;

0,3 - współczynnik wynikający z przyjęcia 300 dni pracy w roku;

W - produkcja kopalni, tys. t/dobę netto;

T_a - średnioważony okres amortyzacji inwestycji.

Przyjmując T_a = 15 lat otrzymuje się ostateczną postać wyrażenia:

$$k_a = 0{,}22\left[\left(\beta + \frac{\gamma}{p}\right)\frac{1}{m_w} + \delta H_m + \varepsilon H_k + \zeta + (\eta \cdot H_m + \vartheta H_k + \iota)\frac{1}{W}\right]$$

zł/t netto (VII.5)

przy czym wartości stałych $\beta \div \iota$ przedstawiono w tablicy VII.2.

VII.3. Określenie kosztów transportu k_t

Cena zbytu węgla obejmuje koszt transportu węgla do odbiorcy (franco wagon kolejowy u odbiorcy). Według danych Centrali Zbytu Węgla można przyjmować średni koszt transportu w wysokości 30 zł/t.

VII.4. Określenie ceny zbytu węgla (c)

Cenę zbytu węgla określa się w identyczny sposób jak dla czynnych kopalń, albo z cennika 1-Z/60 lub dla węgla energetycznego z wzoru (V.9).

VII.5. Systematyka czynników wpływających na rentowność eksploatacji

W cytowanych wyżej wyrażeniach wchodzących do wzoru (VII.1) występują następujące parametry:

Tablica VII.2

Wartości współczynników do wzoru (VII.5)

Symbol	Kopalnie niegazowe lub średnio gazowe												Kopalnie silnie gazowe											
	bez podsadzki hydraulicznej						z podsadzką hydrauliczną						bez podsadzki hydraulicznej						z podsadzką hydrauliczną					
	Rodzaj węgla[1]																							
	34-35	33	Wk/dz	Wk/mz	Nk/dz	Nk/mz	34-35	33	Wk/dz	Wk/mz	Nk/dz	Nk/mz	34-35	33	Wk/dz	Wk/mz	Nk/dz	Nk/mz	34-35	33	Wk/dz	Wk/mz	Nk/dz	Nk/mz
	79,1						121,9						98,4						139,5					
	$9,6 + \frac{62,0}{Cu^{2}}$						$16,0 + \frac{62,0}{Cu^{2}}$						305,3						311,7					
	0,044						0,044						0,054						0,054					
	0,050						0,050						0,068						0,068					
	67,5	62,5	60,5	55,0	51,0	46,8	63,6	59,0	56,7	51,3	47,3	43,8	94,7	90,0	87,6	83,8	77,6	76,7	91,5	86,5	84,3	80,5	74,3	73,5
	- 0,006						0,006						0,076						0,076					
	- 0,014			-0,022	-0,014	-0,022	-0,014			-0,022	-0,014	-0,022	0,070						0,070					
	252	240	236	204	178	206	310	298	293	262	236	264	262	250	245	221	199	219	321	310	304	280	259	278

1) 34-35 - węgiel typu 34-35
2) 33 - węgiel typu 33
Wk/dz - węgiel wysokokaloryczny o dużym zanieczyszczeniu
Wk/mz - węgiel wysokokaloryczny o małym zanieczyszczeniu
Nk/dz - węgiel niskokaloryczny o dużym zanieczyszczeniu
Nk/mz - węgiel niskokaloryczny o małym zanieczyszczeniu
Cu - współczynnik zależny od warunków geologiczno-górniczych
Cu = 0,25 - ciężkie warunki, eksploatacyjne silna gazowość
Cu = 0,30 - ciężkie warunki eksploatacyjne
Cu = 0,35 - dobre warunki eksploatacyjne

Kryteria bilansowości (rentowności) podstawowe:

1) m_w - grubość pokładu z przerostami do 5 cm, metrów;
2) u_w - udział węgla z przerostami do 5 cm w stosunku do wysokości frontu eksploatacyjnego, %/100;
3) A^s_{mw} - zawartość popiołu w pokładzie (z przerostami do 5 cm) w stanie suchym: %/100;
4) Q^b_c - ciepło spalania węgla w przeliczeniu na substancję bezpopiołową i suchą, kcal/kg (dla węgla energetycznego);
Typ węgla - dla węgli koksujących.

Parametry wpływające na wartość kryteriów bilansowości:

1) $\bar{n}$ - współczynnik wychodu sortymentów (dla węgla energetycznego);
2) W_{cd} - wilgotność całkowita węgla dostarczanego odbiorcy (dla węgla energetycznego), %/100;
3) A^s_d - zawartość popiołu w węglu dostarczanym odbiorcy (dla węgla energetycznego), %/100;
4) W - produkcja kopalni, tys t/dobę netto;
5) q_w - sumaryczny dopływ wody dołowej, m^3/min. i 1000 t/dobę;
6) H_k - głębokość założenia kopalni, metrów;
7) H_m - głębokość zamrażania przy głębieniu szybów, metrów;
8) z - zasobność przemysłowa złoża, t/100 m^3;
9) p - przeciętny postęp frontu eksploatacyjnego, m/dobę;
10) s - przeciętna długość ściany, metrów;
11) gazowość złoża: gazowe lub niegazowe;
12) warunki geologiczno-górnicze;
13) zastosowanie podsadzki hydraulicznej;
14) rodzaj węgla (typ).

VII.6. Kryterium rentowności złoża jednorodnego

W pierwszej kolejności zakłada się, że dane złoże jest jednorodne to znaczy, że wszystkie parametry dla całego złoża są niezmienne. Przy takim założeniu kryterium rentowności wyrazić można wzorem (VII.1), (VII.2):

$$Z = C - \frac{k_b}{\gamma} - k_a - k_t = 0 \qquad \text{(VII.6)}$$

gdzie:

Z - zysk, zł/t,

C - cena zbytu węgla, zł/t netto,

k_b - koszt ruchowy, zł/t brutto,

k_t - koszt transportu franco odbiorca, zł/t netto,

γ - wychód produktu rynkowego.

Przykładowo wyznaczono kryteria bilansowości dla jednorodnych złóż, najbardziej zbliżonych do występujących w Zagłębiu Górnośląskim, korzystając z wyżej wyprowadzonych zależności, oraz przyjmując następujące wartości parametrów:

$\bar{n} = 0{,}8$, $W_{cd} = 0{,}15$, $A_d^s = 0{,}10$, $W = 15$ tys t/dobę,

$q_w = 1$ m^3/min. i 1000 t/d, $H_k = 800$ m, $H_m = 200$ m,

$z = 2$ t/100 m^3, $p = 3$ m/dobę, $s = 200$ m,

gazowość: 1) mała; 2) silna, bez stosowania podsadzki hydraulicznej.

Obliczone wartości kryteriów bilansowości zestawiono w tablicach VII.3, VII.4 i VII.5. W tablicach tych podano minimalne grubości pokładów (m_w) ekonomicznie bilansowych, spełniających warunek (VII.6).

Tablica VII.3

Minimalne grubości pokładów (m_w) ekonomicznie bilansowych dla nowych kopalń

Q_c^b	C_e	A_{mw}^s	$u_w = 1.0$	$u_w = 0,9$	$u_w = 0,8$
Kopalnia niegazowa, węgiel energetyczny					
6800	233,8	0,05	1,48	-	-
7300	252,0	0,05	1,20	-	-
7300	252,0	0,10	1,35	-	-
7800	270,7	0,05	1,01	1,26	-
7800	270,3	0,10	1,12	1,46	-
7800	270,3	0,15	1,28	-	-
7800	270,3	0,20	1,49	-	-
8100	281,2	0,05	0,92	1,13	-
8100	281,2	0,10	1,02	1,29	-
8100	281,2	0,15	1,15	-	-
8100	281,2	0,20	1,32	-	-
8500	295,8	0,05	0,82	0,99	1,32
8500	295,8	0,10	0,91	1,12	-
8500	295,8	0,15	0,01	1,29	-
8500	295,8	0,20	1,16	-	-
8500	295,8	0,25	1,36	-	-
Kopalnia gazowa, węgiel energetyczny					
8100	281,2	0,05	1,41	-	-
8500	295,8	0,05	1,22	-	-
8500	295,8	0,10	1,39	-	-

Jako minimalną grubość pokładu przyjęto 0,30 metra zgodnie z obecnie stosowanym kryterium zaliczania pokładów do zasobów geologicznych.

Jako grubość maksymalną pokładu przyjęto 1,50 m wychodząc z założenia, że powyżej tej wartości nie można mówić o granicz-

C_k	A^s_{mw}	u_w=1,0	u_w=0,9	u_w=0,8	u_w=0,7	u_w=0,6	u_w=0,5
Kopalnia niegazowa, węgiel koksujący, typ 33							
440	0,05	0,43	0,47	0,55	0,69	1,06	-
440	0,10	0,46	0,51	0,61	0,79	1,35	-
440	0,15	0,50	0,57	0,68	0,93	-	-
440	0,20	0,55	0,63	0,79	1,15	-	-
440	0,25	0,61	0,72	0,93	-	-	-
440	0,30	0,70	0,84	1,16	-	-	-
440	0,35	0,81	1,02	-	-	-	-
440	0,40	0,98	1,32	-	-	-	-
Kopalnia niegazowa, węgiel koksujący, typ 34							
525	0,05	0,33	0,36	0,40	0,47	0,63	1,26
525	0,10	0,35	0,38	0,43	0,53	0,75	-
525	0,15	0,38	0,42	0,48	0,60	0,91	-
525	0,20	0,41	0,46	0,54	0,70	1,19	-
525	0,25	0,46	0,52	0,62	0,85	-	-
525	0,30	0,51	0,59	0,74	1,10	-	-
525	0,35	0,58	0,69	0,91	-	-	-
525	0,40	0,68	0,84	1,20	-	-	-
Kopalnia niegazowa, węgiel koksujący, typ 35							
610	0,05	0,30	0,30	0,31	0,36	0,45	0,72
610	0,10	0,30	0,31	0,34	0,39	0,51	0,91
610	0,15	0,30	0,33	0,37	0,44	0,60	1,26
610	0,20	0,33	0,36	0,41	0,50	0,73	-
610	0,25	0,36	0,40	0,46	0,59	0,94	-
610	0,30	0,40	0,45	0,54	0,72	1,35	-
610	0,35	0,45	0,52	0,64	0,93	-	-
610	0,40	0,52	0,61	0,80	1,34	-	-

Q_c^b	C_k	A_{mw}^s	u_w=1,0	u_w=0,9	u_w=0,8	u_w=0,7	u_w=0,6	u_w=0,5
Kopalnia gazowa, węgiel koksujący, typ 33								
	440	0,05	0,56	0,64	0,78	1,11	-	-
	440	0,10	0,60	0,70	0,89	1,35	-	-
	440	0,15	0,66	0,79	1,03	-	-	-
	440	0,20	0,74	0,90	1,25	-	-	-
	440	0,25	0,84	1,06	-	-	-	-
	440	0,30	0,97	1,30	-	-	-	-
	440	0,35	1,17	-	-	-	-	-
	440	0,40	1,50	-	-	-	-	-
Kopalnia gazowa, węgiel koksujący, typ 34								
	525	0,05	0,41	0,46	0,53	0,67	1,06	-
	525	0,10	0,45	0,50	0,59	0,77	1,37	-
	525	0,15	0,48	0,55	0,66	0,92	-	-
	525	0,20	0,53	0,61	0,76	1,14	-	-
	525	0,25	0,59	0,70	0,91	-	-	-
	525	0,30	0,67	0,81	1,14	-	-	-
	525	0,35	0,78	0,99	-	-	-	-
	525	0,40	0.94	1,28	-	-	-	-
Kopalnia gazowa, węgiel koksujący, typ 35								
	610	0,05	0,33	0,36	0,40	0,48	0,66	1,48
	610	0,10	0,35	0,39	0,44	0,54	0,79	-
	610	0,15	0,38	0,42	0,49	0,62	0,98	-
	610	0,20	0,41	0,46	0,55	0,73	1,33	-
	610	0,25	0,45	0,52	0,63	0,89	-	-
	610	0,30	0,51	0,59	0,75	1,17	-	-
	610	0,35	0,58	0,70	0,94	-	-	-
	610	0,40	0,68	0,85	1,27	-	-	-

nej bilansowej grubości pokładu; wiadomo, że przy grubości pokładu rzędu 1,5 m można już uzyskać przy odpowiednim poziomie technicznym równie dobre wskaźniki ekonomiczne jak przy pokładzie o grubości np. 2,0 m.

W związku z tym, gdy graniczna bilansowa wartość m_w wypada równa lub większa od 1,5 m należy przyjąć, że nie można w danych warunkach w ogóle uzyskać rentowności pokładu, bez względu na jego grubość.

Ze względu na ogromną pracochłonność obliczeń, tablice VII.3, 4 i 5 sporządzono korzystając z elektronowej maszyny cyfrowej "Odra 1003".

Z opracowanych tablic wynikają następujące wnioski, które oczywiście dotyczą średnich warunków występujących w Zagłębiu Górnośląskim oraz przewidywanego w nowych kopalniach poziomu technicznego:

1) Najniższa grubość pokładu węgla energetycznego ekonomicznie bilansowego wynosi 0,8 m i to przy wysokiej jego wartości opałowej i wysokiej czystości, w większości przypadków graniczna grubość pokładu przekracza 1,0 m.

2) Dla węgla energetycznego minimalne ciepło spalania węgla w stanie suchym i bezpopiołowym wynosi praktycznie 7300 kcal/kg dla kopalń niegazowych, a 8500 dla kopalń silnie gazowych.

3) Dla pokładów węgla energetycznego minimalny udział grubości pokładu w stosunku do wysokości frontu eksploatacyjnego (u_w) wynosi około 0,85 dla kopalń niegazowych i 1,0 dla kopalń silnie gazowych.

4) Dla pokładów węgla energetycznego dopuszczalne zapopielenie (A^s_{mw}) wynosi maksymalnie 25% dla kopalń niegazowych i 10% dla kopalń silnie gazowych.

5) Z poprzednich wniosków wynika, że przy obecnie przewidywanym dla nowych kopalń poziomie technicznym tylko bardzo dobre jakościowo złoże węgla energetycznego może być rentowne eksploatacyjnie.

6) Zupełnie odmiennie kształtują się kryteria ekonomicznej bilansowości dla złóż węgla gazowego i koksującego; ze względu na wysokie ceny węgla koksującego większość występujących na Górnym Śląsku złóż węgla koksującego jest rentowna.

Pokłady węgla typu 34 i 35 mogą okazać się ekonomicznie bilansowe już przy grubości 0,30 m. Oczywiście o przydatności eksploatacyjnej tak cienkiego pokładu decydować musi analiza możliwości technicznych jego eksploatacji.

Dla przejrzystego przedstawienia wpływu poszczególnych parametrów na rentowność kopalni sporządzono wykresy (rys. VII.1, VII.2, VII.3). Przedstawiono na nich pęki krzywych przecinających się w jednym punkcie, dla którego wszystkie parametry przyjmują wartości określone poprzednio przy wykonywaniu tablic VII.3-5. Każda z krzywych oznacza wpływ innego parametru na rentowność kopalni przy ustalonych wszystkich pozostałych parametrach.
Oczywiście wykresy dotyczą pewnych konkretnych warunków naturalnych złoża lecz pozwalają na ocenę w jakim stopniu poszczególne parametry wpływają na rentowność kopalni.

Jak widać, nie wszystkie parametry w jednakowym stopniu wpływają na rentowność i w danych warunkach nie wszystkie mogą stanowić kryterium ekonomicznej bilansowości. Przyjęte zakresy zmienności parametrów oraz kryteria bilansowości (zysk równy zero) zestawiono w tablicy VII.6.

Z wykresów oraz tablicy VII.6 wynikają następujące wnioski:

1) Głównymi parametrami wpływającymi na rentowność nowej kopalni są:

   1) grubość pokładu (m_w),

   2) udział grubości pokładu w stosunku do wysokości frontu eksploatacyjnego (u_w),

   3) zawartość popiołu w węglu surowym (A^s_{mw}),

   4) ciepło spalania (Q^b_c) - dla węgla energetycznego,

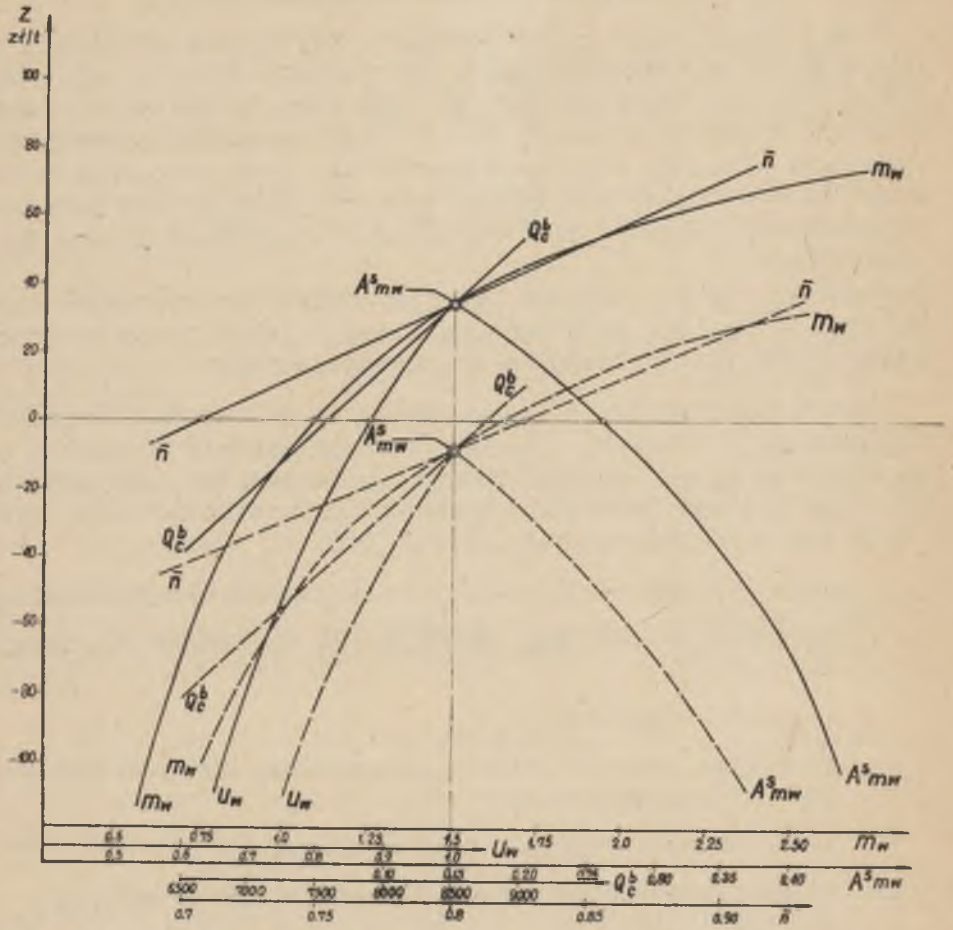
   5) współczynnik sortymentów ($\bar{n}$) - dla węgla energetycz.,

   6) średnia długość ściany (S),

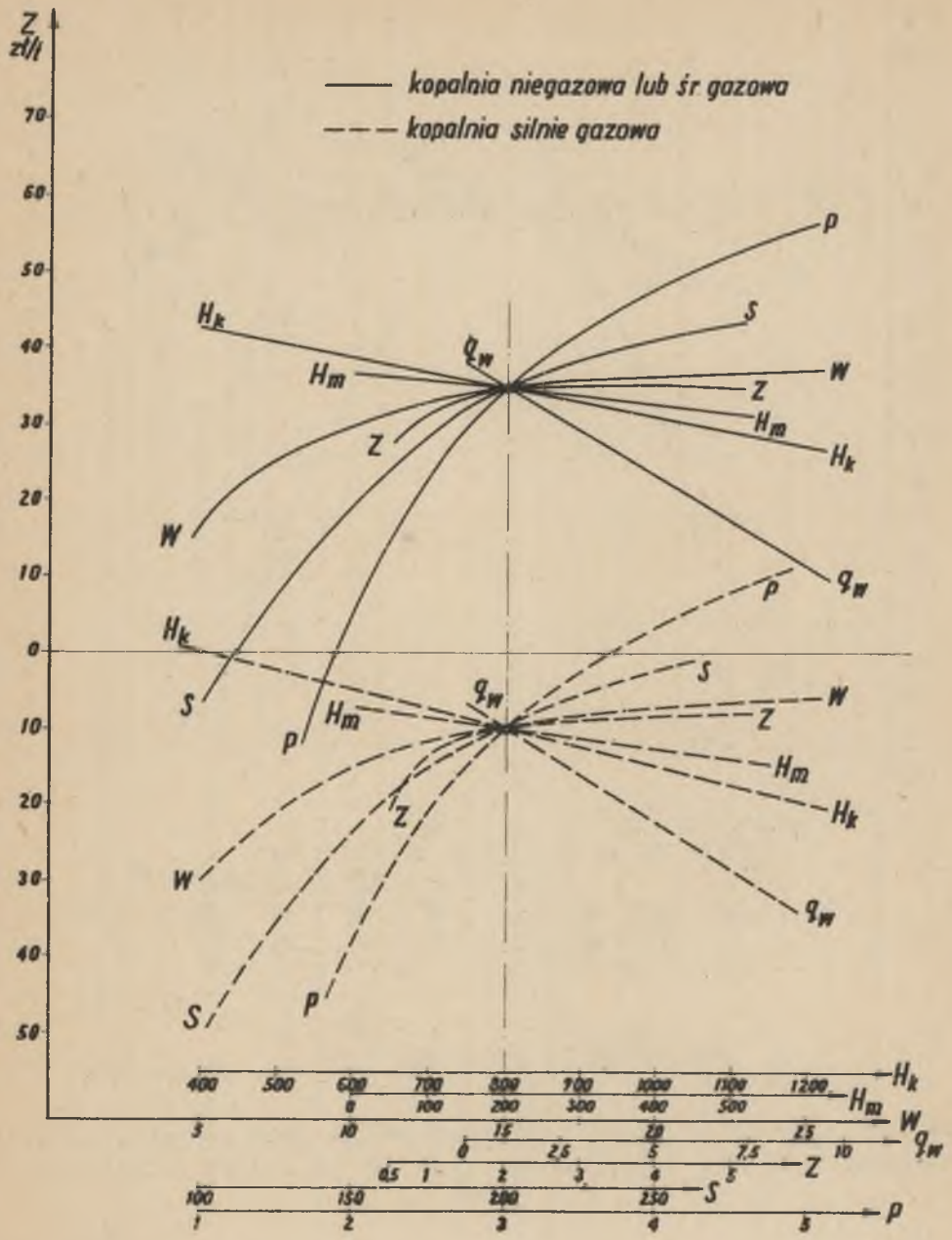
   7) średni postęp robót eksploatacyjnych (p),

   Pozostałe parametry H_k, H_m, W, q_w i z mają drugorzędne znaczenie i tylko w wyjątkowych przypadkach mogą stanowić kryteria bilansowości.

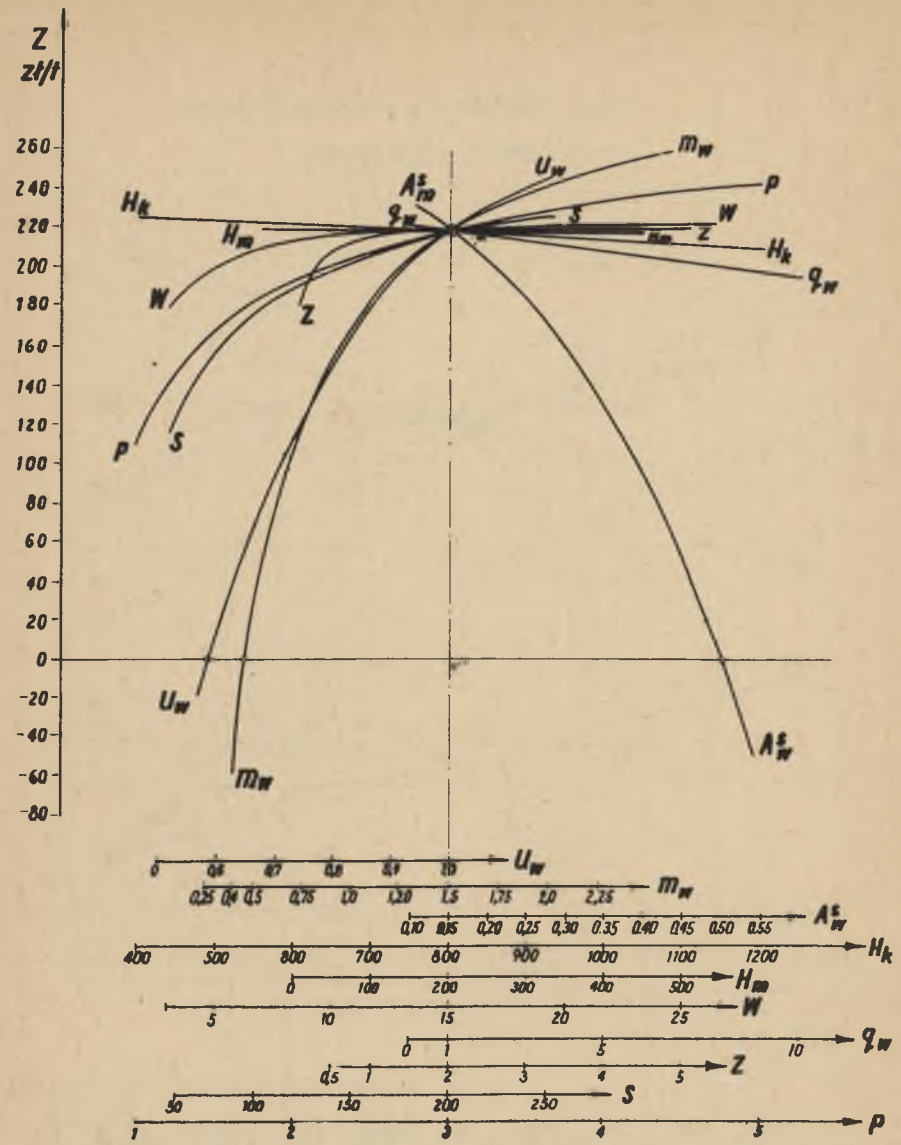
2) Duży wpływ na rentowność kopalni na gazowość, która obniża wskaźniki ekonomiczne kopalni. W związku z tym kopalnia zbudowana na złożu silnie gazowym może być opła-



Rys.VII.1. Wykresy wpływu m_w, u_w, A^s_{mw}, Q^b_c i $\bar{n}$ na zysk przeciętny nowej kopalni węgla energetycznego



Rys.VII.2. Wykresy wpływu W, S, p, H_k, H_m, Ł i q_w na zysk przeciętny nowej kopalni węgla energetycznego



Rys.VII.3. Wykresy wpływu parametrów na zysk przeciętny nowej kopalni węgla koksującego typu 34 (kopalnia silnie gazowa)

Zakresy zmienności parametrów oraz kryteria bilansowości

Lp.	Parametr	Symbol	Jedn.	K o p a l n i a:					
				Węgiel energetyczny				Węgiel koksujący typu 34	
				niegazowa		silnie gazowa		silnie gazowa	
				Zakres	kryt. bil.	Zakres	kryt. bil.	Zakres	kryterium bil.
	Grub. pokładu	m_w	m	0,5-2,5	1,1	0,6-2,5	1,65	0,25-2,5	0,46
	Udział gr. pokł.	U_w	%/100	0,6-1,0	0,88	0,75-1,0	-	0,5-1,0	0,55
	Zawartość popiołu	A^s_{mw}	%/100	0,1-0,5	0,26	0,1-0,35	-	0,1-0,55	0,50
	Ciepło spalania	Q^b_a	Kcal/kg	6500-9000	7570	6500-9000	8750	-	-
	Współczynnik sortymentów	$\overline{n}$	-	0,7-0,9	0,71	0,7-0,9	0,825	-	-
	Głębokość kopalni	H_k	m	400-1200	-	400-1200	390	400-1200	-
	Głębokość zamrażania	Hm	m	0-500	-	0-500	-	0-500	-
	Produkcja kopalni	W	tys. t/d	5-25	-	5-25	-	5-25	-
	Dopływ wody	Q_w	$\frac{m3/min}{1000\ t/d}$	0-10	-	0-10	-	0-10	-
	Zasobność	z	t/100 m^3	0,5-5,0	-	0,5-5,0	-	0,5-5,0	-
	Śr.dług. ściany	s	m	100-250	110	100-250	-	50-250	-
	Śr. postęp frontu	p	m/dobę	1-5	1,85	2-5	3,65	1-5	-

calna tylko dla wysokowartościowych złóż węgla, a więc przede wszystkim węgla koksującego. Kopalnia silnie gazowa węgla energetycznego może okazać się opłacalna tylko w szczególnie sprzyjających warunkach geologiczno-górniczych.

Określone z wzoru (VII.6) kryteria bilansowości złoża mogą służyć do wstępnego określenia przydatności eksploatacyjnej złoża jako całości.

Po wykonaniu badań geologicznych mogących być podstawą do opracowania dokumentacji geologicznej, wyłania się potrzeba podziału zasobów na bilansowe i pozabilansowe ekonomicznie. Podział taki może być dokonany w oparciu o bardziej już szczegółową analizę ekonomiczną.

VII.7. Określenie kryteriów rentowności dla dokumentowanych złóż węgla

Warunkiem wykonania dokumentacji geologicznej złoża przewidzianego do zagospodarowania górniczego jest posiadanie kryteriów rentowności, pozwalających podzielić zasoby na bilansowe i pozabilansowe.

Każde złoże węgla posiada zasoby eksploatacyjnie lepsze i gorsze. Wraz z ograniczaniem zasobów gorszych, spadać będą koszty ruchowe przyszłej kopalni, a zwłaszcza ich część związana bezpośrednio z eksploatacją górniczą, a więc koszty oddziałów produkcyjnych i przygotowawczych. Równocześnie jednak spadać będzie ilość zasobów kopalni co niekorzystnie odbijać się będzie na kosztach ruchowych udostępnienia oraz na obciążeniu jednostki produkcji nakładami inwestycyjnymi. Poza tym wraz ze spadkiem ilości zasobów może zachodzić konieczność ograniczania pierwotnie założonej zdolności produkcyjnej kopalni i w tym przypadku wzrastać będą tak wskaźniki kapitałochłonności jak i koszty ruchowe.

Problemem znacznie utrudniającym analizę jest okoliczność, że przy budowie kopalni rozważać można kilka różnych wariantów głębokości założenia kopalni; na każdej głębokości mogą wystąpić różne kryteria bilansowości ze względu na zmieniający się z głębokością charakter złoża. Dalej występuje problem wpływu czasu na rentowność eksploatacji, o czym była mowa w poprzednich rozdziałach. Złoże obecnie uważane za nierentowne, po kilku latach może się okazać w pełni opłacalne eksplo-

atacyjnie. Może zajść zresztą również wypadek odwrotny; eksploatowane obecnie złoże może okazać się w przyszłości pozabilansowe ze względu na dużą pracochłonność robót przy równoczesnych wysokich zarobkach załogi (wzrost stopy życiowej) oraz jej niedostatecznej ilości.

Z tych pobieżnych rozważań wynika, że szczegółowe, dokładne określenie kryteriów bilansowości dla nowych złóż jest praktycznie niewykonalne. Dla zorientowania geologa dokumentującego można jednak opracować orientacyjne wskaźniki, które mogą być pomocą przy zaliczaniu złoża do bilansowego lub pozabilansowego. W tym celu przyjmuje się następujące założenia upraszczające:

1) Zakłada się, że okres eksploatacji kopalni winien się zawierać w granicach 50-80 lat. Ważna jest zwłaszcza dolna granica czasowa ponieważ:

- do 50 lat następuje zamortyzowanie wszystkich obiektów zainwestowanych w okresie budowy kopalni;
- na okres ten można prawidłowo zaplanować rozwój rejonu kopalni (mieszkania, usługi, wszelkiego rodzaju transport itd.); okres 50 lat odpowiada czasowi aktywności zawodowej dwóch pokoleń, co daje gwarancję trwałego charakteru przedsiębiorstwa górniczego.

A więc zakłada się, że zmniejszenie zasobów nie wpływa na wielkość wydobycia jeżeli okres eksploatacji jest co najmniej równy 50 lat. Przy dalszym spadku ilości zasobów proporcjonalnie zmniejsza się zdolność produkcyjna.

2) W przypadku gdy na różnych głębokościach występują znacznie różniące się wzajemnie wartością pokłady węgla, trzeba ustalać kryteria bilansowości osobno dla kolejnych dobranych głębokości eksploatacji.

3) Jako podstawę dla ustalenia kryteriów bilansowości (rentowności) przyjmuje się przedstawioną poprzednio metodę określania kosztu własnego nowej kopalni.

W pierwszej kolejności złoże dzieli się na poziomy, a raczej na pewne zakresy eksploatacji. Dobór poziomów winien zapewniać w maksymalnym stopniu podział złoża na strefy jednorodne pod względem typów węgla, grubości pokładów, a więc i systemów eksploatacji, takich warunków jak gazowość, zawodnienie, podziału naturalnego na wiązki pokładów itd.

Dla kolejnych poziomów określa się wartości dochodów jednostkowych każdego pokładu wg wzoru (VII.6):

$$Z_i = C_i - \frac{k_{bi}}{\gamma_i} - k_{ai} - k_t \quad \text{zł/t netto} \qquad \text{(VII.7)}$$

gdzie i - numery kolejne pokładów.

Dla każdego z dobranych poziomów przyjmuje się jako stałe parametry W, H_m, H_k, z, q_w, $\bar{n}$, s, p przy ustalonych: gazowości złoża, rodzaju węgla oraz systemach eksploatacji. Dla każdego też poziomu określone będą stałe współczynniki występujące w wyrażeniach (VII.3) i (VII.5), a więc $\beta \div \omega$. W ten sposób, po podstawieniu wyżej podanych parametrów i współczynników do (VII.7) otrzymuje się dla każdego poziomu funkcję typu

- dla węgla energetycznego:

$$Z = f(m_w, U_w, Q_c^b, A_d^s, W_{cd})$$

- dla węgla koksującego, dla każdego typu oddzielnie:

$$Z = f(m_w, U_w, A_{mw}^s)$$

Mając dane wartości m_{wi}, U_{wi}, Q_{ci}^b, A_{mwi}^s, W_{cdi} dla każdego pokładu, można określić odpowiednie wartości Z_i. Następnie uszeregowuje się pokłady w kolejności od najbardziej rentownych do najgorszych wg malejącej wartości Z.

Kryterium bilansowośbi będzie miało postać:

$Z_{Nb} = 0$ gdzie Nb - suma nb pokładów bilansowych.

Wszystkie pozostałe pokłady (nb + 1), (nb + 2), ... będą już pozabilansowe (nierentowne).

W ten sposób dla każdego poziomu określić można graniczne kryteria bilansowości, a więc graniczne m_w, U_w, Q_c^b i A_{mw}^s oraz ilość zasobów rentownych. Sumując otrzymane zasoby rentowne (bilansowe) kolejnych poziomów otrzymuje się całkowite zasoby bilansowe kopalni, które winny zapewnić eksploatację złoża w okresie co najmniej 50 lat. Jeżeli ten warunek nie jest spełniony, można uznać całe złoże jako ekonomicznie pozabilansowe.

Ze względu na ogromny zakres obliczeń, analizę powyższą można praktycznie wykonać tylko przy użyciu elektronowej maszyny cyfrowej.

Przykład - Kopalnia Z

Dla ułatwienia praktycznego stosowania przedstawionej metody opracowano kryteria bilansowości dla projetktowanej kopalni Z.

Złoże jest bardzo ciekawe ze względu na okoliczność, że w obrębie jego granic występują pokłady orzeskie, rudzkie i siodłowe, różniące się jak wiadomo wzajemnie diametralnie warunkami geologiczno-górniczymi oraz typami węgla od 31 w pokładach orzeskich do 35 w pokładach rudzkich i siodłowych na głębokości większej od 1200 m.

Naturalne i projektowane parametry dla pięciu dobranych głębokości założenia kopalni (480, 780, 990, 1160 i 1430 m) zestawiono w tablicy VII.7. Stałe współczynniki wg tablic VII.1 i VII.2 do wzorów (VII.3) i (VII.5) zestawiono w tablicy VII.8. Następnie sporządzono zestawienie wszystkich pokładów, posiadających zasoby geologiczne, a więc o grubości co najmniej 30 cm ($m_w \geq 0{,}30$), podając ich zasoby, średnie parametry decydujące o ich rentowności, a więc grubość (m_w), udział węgla w pokładzie (u_w), ciepło spalania (Q_c^b), zapopielenie węgla surowego (A_{mw}^s) i typ węgla oraz obliczony na podstawie powyższych danych oraz wzoru (VII.7) zysk (Z).

W oparciu o obliczenia sporządzono wykresy zależności rentowności kopalni w zależności od przyjętej ilości zasobów dla kolejnych poziomów (rys. VII.4). Na wykresach zaznaczono następujące punkty charakterystyczne:

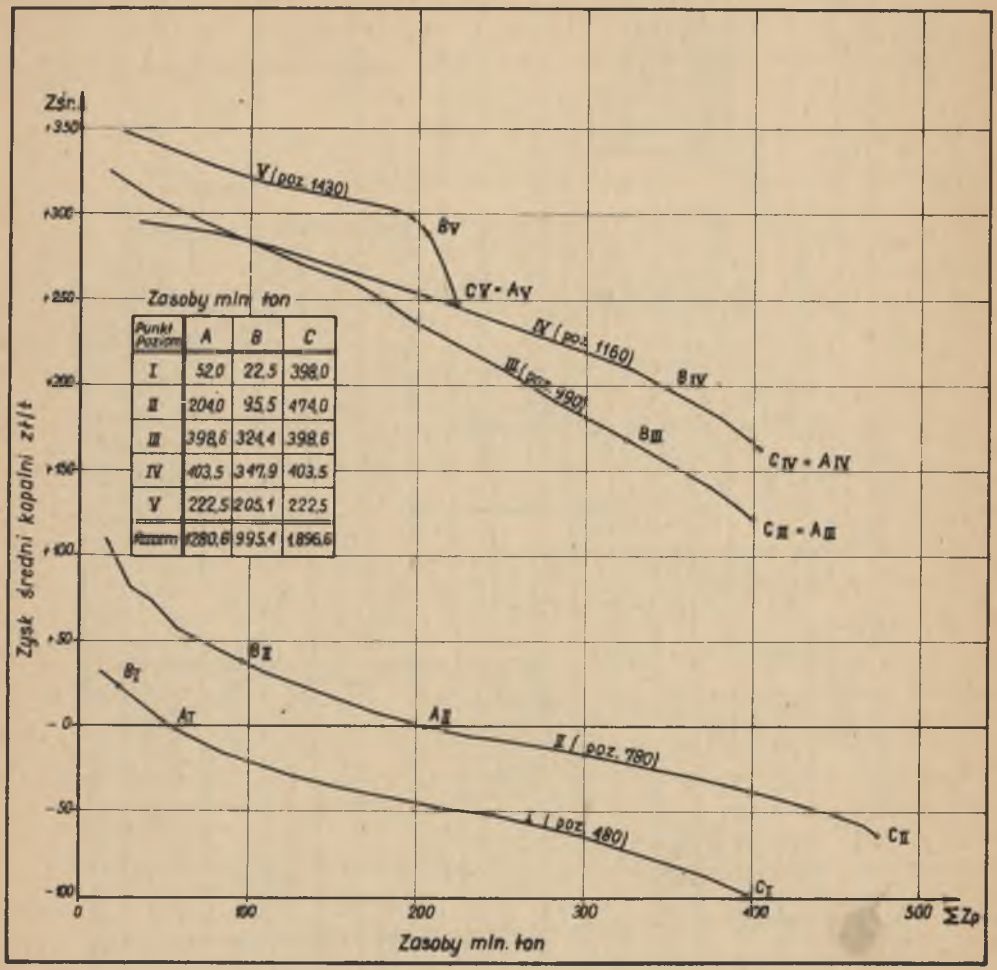
Tablica VII.7

Zestawienie parametrów naturalnych i projektowanych kop. Z

Lp.	Nazwa wskaźnika	Symbol	Jednostka	Wariant głębokości kopalni					Uwagi
				I	II	III	IV	V	
1	Produkcja kopalni netto	W	tys.t/dobę	20	20	20	20	20	
2	Przeciętna głębokość zamrażania górotworu przy głębieniu szybów	Hm	metrów	100	100	100	100	100	
3	Głębokość założenia kopalni	H_k	"	480	780	990	1160	1430	
4	Przeciętna zasobność przemysłowa złoża	z	t/100 m^3	0,9	1,9	2,7	3,7	4,5	
5	Sumaryczny dopływ wody dołowej	q_w	m^3/min i 1000 t/d	1,0	1,0	1,0	1,2	1,5	
6	Gazowość	-	-	-	słaba	średnia	silna	silna	
7	Współczynnik charakterystyczny złoża	Cu	-	0,30	0,35	0,30	0,25	0,25.	
8	Współczynnik asortymentu	n	-	0,80	0,80	0,80	-	-	
9	Systemy eksploatacji	-	-	zawał	zawał	zawał	podsadzka 50%	podsadzka 100%	
10	Przeciętna długość ściany	S	metrów	200	200	200	200	150	
11	Przeciętny postęp frontu eksploatacyjnego	p	m/dobę	4	4	4	3,5	3	
12	Przeważający rodzaj węgla	-	-	Wk/dz	Wk/dz	Wk/Mz	34	34-35	oznaczenia wg tablicy VII-2

Zestawienie stałych współczynników

Zakres	Symbol	Wariant głębokości kopalni					
		I	II	III	IV[1)]	V	
Do kosztu amortyzacji	β	79,1	79,1	79,1	124,0	149,5	1) W wariancie IV przyjmuje się średnie wartości współczynników. 50% - zawał, 50% - podsadzka hydrauliczna
	γ	216,1	186,9	216,1	308,5	311,7	
	δ	0,044	0,044	0,044	0,054	0,054	
	ε	0,050	0,050	0,050	0,068	0,068	
	ζ	60,5	60,5	55,0	67,5	67,5	
	η	-0,006	-0,006	-0,006	0,076	0,076	
	ϑ	-0,014	-0,014	-0,022	0,070	0,070	
	ι	236	236	204	252	252	
Do kosztu ruchowego	ξ	98,6	98,6	98,6	119,0	115,8	
	ϱ	79	79	79	79	79	
	σ	$4,1.10^{-3}$	$4,1.10^{-3}$	$4,1.10^{-3}$	$4,1.10^{-3}$	$4,1.10^{-3}$	
	τ	$3,6.10^{-3}$	$3,6.10^{-3}$	$3,6.10^{-3}$	$3,6.10^{-3}$	$3,6.10^{-3}$	
	$\varkappa$	4,3	4,3	4,3	6,6	6,6	
	φ	46,700	46,700	46,700	46,700	46,700	
	ω	40,9	40,9	40,9	88,5	127,8	



Rys.VII.4. Wykresy rentowności zasobów kopalni Z
Znaczenie punktów: A - zasoby rentowne ($Z_{śr} \geq 0$) B - zasoby w pokładach rentownych ($Z_i \geq 0$) C - zasoby geologiczne ($m_w \geq 0,3$ m)

A - granica rentowności eksploatacji kopalni, a więc liczba zasobów, przy której zysk średni kopalni równy jest zeru ($Z_N = 0$).

B - granica rentowności pokładów, czyli suma zasobów zawartych w pokładach, które wykazują zysk eksploatacji ($Z_i \geqslant 0$).

C - ilość zasobów geologicznych danego poziomu.

Z wykresów wynika, że tylko w przypadku poziomów 480 i 780 przy określonej ilości zasobów zysk średni kopalni osiąga wartość zerową; dla pozostałych poziomów po włączeniu do eksploatacji wszystkich geologicznych zasobów zysk kopalni pozostaje dodatni i przekracza 120 zł/t.

W związku z powyższym jako kryterium bilansowości ekonomicznej przyjęto: dla poziomów 480 i 780 granicę rentowności eksploatacji kopalni (A), a dla pozostałych poziomów granicę rentowności pokładów (B) wychodząc z założenia, że na poziomach 990, 1160 i 1430 niecelowe byłoby wybieranie nierentownych pokładów wpływających ujemnie na uzyskiwane wskaźniki ekonomiczne kopalni.

W oparciu o przyjętą wyżej zasadę zestawiono w tablicy VII.9 zasoby geologiczne i ekonomicznie bilansowe, oraz procentowy udział tych ostatnich.

Wreszcie w tablicy VII.10 zestawiono kryteria ekonomicznej bilansowości pokładów dla kolejnych poziomów i typów węgla. Kryteria te mają charakter orientacyjnych danych, gdyż dotyczą w pewnym stopniu przypadkowych danych pokładów, dla których zysk jest zbliżony do zera.

Z przedstawionych wyników wyprowadzić można następujące wnioski:

1) Na poziomach 480 i 780 udział zasobów ekonomicznie bilansowych jest stosunkowo nieduży (13 i 43%), a zysk kopalni w wyniku ich eksploatacji zbliżony do 0. Wynika to stąd, że na poziomach tych występują pokłady grupy orzeskiej, cienkie, o wysokim zapopieleniu i typach węgla głównie 31 i 32.

2) Zysk eksploatacji na poziomach 990, 1160 i 1430 jest bardzo wysoki. Wynika to stąd, że na poziomach tych występuje głównie węgiel koksujący.

3) Zasoby ekonomicznie bilansowe tylko do poziomu 990 m wynoszą 580,4 mln ton, co przy średnim współczynniku przeli-

Tablica VII.9

Zestawienie zbiorcze zasobów kop. Z w mln. ton

Poziom	Zasoby geologiczne	Zasoby geologiczne rentowne ekonomicznie							
		typy węgla					Razem	Udział zasobów rentownych %	Uwagi
		31	32	33	34	35			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
480	398,0	26,2	25,8	-	-	-	52,0	13	
780	474,0	-	178,3	22,5	3,2	-	204,0	43,0	
990	398,6	-	63,1	80,7	180,6	-	324,4	81,5	
1160	403,5	-	-	-	327,7	20,2	347,9	86	
1430	222,5	-	-	-	109,3	95,8	205,1	92	
Razem:	1896,6	26,2	267,2	103,2	620,8	116,0	1133,4	60	

Zestawienie ekonomicznych kryteriów bilansowości dla kop. Z

Lp.	poziom	Typ węgla	Grubość pokładu	Udział węgla w pokł.	Ciepło spalania	Zapopielenie w. surowego	Uwagi
	-	-	m_w	u_w	Q_o^b	A_{mw}^s	
	m	-	m	%/100	kcal/kg	%/100	
1	2	3	4	5	6	7	8
	480	31	1,0	1,0	7800	0,18	Jako kryterium przyjęto dodatni zysk średni kopalni
		32	1,0	1,0	8150	0,08	
		33	-	-	-	-	
		34	-	-	-	-	
	780	31	-	-	-	-	jak wyżej
		32	0,8	1,0	8000	0,17	
		33	-	-	-	-	
		34	-	-	-	-	
	990	32	1,1	1,0	8300	0,13	Jako kryterium przyjęto dodatni zysk eksploatacji pokładu
		33	0,95	1,0	8360	0,15	
		34	0,3	1,0	8550	0,10	
	1160	32	-	-	-	-	Jak wyżej
		33	-	-	-	-	
		34	0,8	1,0	8300	0,33	
		35	0,5	1,0	8200	0,21	
	1430	33	-	-	-	-	Jak wyżej
		34	1,05	1,0	8360	0,21	
		35	0,7	1,0	8500	0,24	

czeniowym 0,5 daje 290,2 mln ton zasobów przemysłowych. Zasoby te pozwalają na produkcję kopalni do 20 tys. t/dobę w okresie 48 lat, a wraz z poziomem 1160 odpowiednio 77 lat. Z powyższego wynika, że zasoby są wystarczające dla budowy dużej, nowoczesnej kopalni.

4) Z poprzednich wniosków wynika, że dla zapewnienia wysokiej rentowności kopalni należy rozpocząć eksploatację odrazu na poziomie 990 m, pozostawiając wybranie płyciej zalegających pokładów orzeskich na dalsze dziesięciolecia. Można jedynie wziąć pod uwagę możliwość nadpoziomowego wybrania najbardziej rentownych pokładów grupy rudzkiej występujących w partii wschodniej (np. pokład 405).

5) Z tablicy VII.10 wynika, że graniczna grubość pokładu węgla typu 31, 32 i 33 wynosi 0,8-1,1 m, natomiast dla węgli koksujących obniża się nawet w szczególnych przypadkach do 0,3 m.

Przedstawiony przykład wskazuje na celowość prowadzenia badań ekonomicznej bilansowości tak na etapie wykonywania dokumentacji geologicznej jak i przy projektowaniu koncepcyjnym kopalni. W przypadku kopalni Z analiza wykazała niezbicie niecelowość wybierania w najbliższych dziesięcioleciach płytko zalegających pokładów orzeskich węgla energetycznego na korzyść głęboko zalegających pokładów węgla gazowego i koksującego. Dzięki analizie rentowności eksploatacji można jak widać, uchronić się przed nieobliczalnymi w skutkach pomyłkami przy projektowaniu zagospodarowania złoża.

VIII. Zakończenie

W oparciu o uzyskane wyniki analizy oraz przedstawione przykłady można uznać przedstawioną metodę określania ekonomicznej bilansowości złóż jako zadowalającą. Niewątpliwą jej zaletą jest elastyczność w zastosowaniu do różnorodnych przypadków, jak:

- określanie rentowności zagospodarowywania nowych złóż,
- określanie optymalnej głębokości eksploatacji, w oparciu o wariantową analizę rentowności złoża na różnych głębokościach,
- porównywanie rentowności różnych złóż,

- ocena rentowności budowy nowych poziomów kopalń czynnych,
- określanie rentowności udostępnienia nowych pokładów i partii na czynnych poziomach starych kopalń,
- określanie kryteriów bilansowości dla pokładów nowych kopalń,
- określanie granicznych parametrów bilansowości pokładów kopalń czynnych,
- określanie rentowności dla cen węgla krajowych i opłacalności eksportu.

Dalsze prace winny zmierzać w kierunku coraz bardziej precyzyjnego określania zależności nakładów inwestycyjnych i kosztów ruchowych od naturalnych warunków zalegania złoża dla nowych złóż oraz kosztów własnych dla kopalń czynnych.

Kryteria bilansowości przedstawione w niniejszej pracy ustalono w oparciu o obecnie obowiązujący w Polsce rachunek kosztów. Oczywiście gdy rachunek ten ulegnie przeobrażeniu (np. poprzez wprowadzenie oprocentowania kapitału) wówczas i kryteria te mogą ulec zmianom.

W niniejszym stadium przyjęto cztery parametry decydujące o bilansowości pokładu, a mianowicie: grubość pokładu, udział węgla w pokładzie, zapopielenie węgla surowego i ciepło spalania substancji węglowej bezwodnej i bezpopiołowej. Jak udowodniono, wszystkie te parametry są od siebie wzajemnie niezależne i w odmienny sposób wpływają na rentowność pokładu węgla.

Tak więc ekonomiczna bilansowość pokładu jest funkcją czterech niezależnych zmiennych, przy równoczesnym występowaniu znacznej ilości innych parametrów tak naturalnych złoża jak i organizacyjno-technicznych kopalni.

Należy sądzić, że opracowanie niniejsze będzie podstawą tak dla geologów dla określania kryteriów bilansowości w dokumentacjach geologicznych jak i dla projektanta przy ocenie różnego typu sposobów zagospodarowywania złóż węglowych.

IX. WAŻNIEJSZE OZNACZENIA

A^s_{mw} - zapopielenie węgla w pokładzie wraz z przerostami do 5 cm, w stanie suchym, %/100,

A^a_{mw} - zapopielenie węgla w pokładzie wraz z przerostami do 5 cm w stanie powietrzno-suchym %/100,

A^s_d - zapopielenie węgla dostarczonego odbiorcy, w stanie suchym, %/100,

A^r_d - zapopielenie węgla dostarczonego odbiorcy, w stanie roboczym, %/100,

A^s_o - zapopielenie odpadów przeróbczych, %/100,

A^s - zapopielenie urobku brutto, %/100,

A^s_{ms} - zapopielenie przerostów i opadu stropu w stanie suchym %/100,

B_r - stała wpływu wielkości wydobycia kopalni na koszt ogólnokopalniany,

C - cena zbytu węgla, zł/t,

C_e - cena zbytu węgla energetycznego, zł/t,

C_k - cena zbytu węgla koksującego, zł/t,

H_k - głębokość założenia kopalni, metrów,

H_m - głębokość zamrożenia szybów, metrów,

k - koszt własny wydobycia brutto, zł/t,

k_t - koszty transportu franco wagon kolejowy u odbiorcy, zł/t,

k_o - koszt oddziałowy, zł/t brutto,

k_r - koszty ogólnokopalniane (bez oddziałów produkcyjnych) zł/t brutto,

k_p - koszty wzbogacania, zł/t brutto,

k_a - koszt amortyzacji i kapitalnych remontów, zł/t brutto,

Δk - przyrost kosztu, zł/t brutto,

m - wysokość frontu eksploatacyjnego, metrów,

m_w - wysokość pokładu z przerostami do 5 cm, metrów,

m_3 - grubość sumaryczna przerostów powyżej 5 cm i opadu stropu, metrów,

$\bar{m}$ - wartość efektycznego ciepła, zł/1000 kcal,

N - suma n pokładów,

N_b - suma n_b pokładów bilansowych,

n - liczba pokładów,

n_b - liczba pokładów bilansowych,

$\bar{n}$ - współczynnik zależny od wychodu sortymentów węgla,

p - przeciętny postęp frontu eksploatacyjnego, m/dobę,

Q_c^b - ciepło spalania węgla w przeliczeniu na substancję bezpopiołową i suchą, kcal/kg,

Q_c^a - ciepło spalania węgla w stanie powietrzno-suchym, kcal/kg,

Q_w^a - wartość opałowa węgla w stanie powietrzno-suchym, kcal/kg,

q_w - sumaryczny dopływ wody dołowej, m^3/min i 1000 t/dobę,

R - ilość rozpatrywanych poziomów kopalni,

S - przeciętna długość ściany, metrów,

T - okres eksploatacji kopalni, lat,

u_{pi} - udział zasobów i-tego pokładu w stosunku do zasobów sumarycznych (i-1) pokładów,

u_w - udział węgla wraz z przerostami do 5 cm w stosunku do wysokości frontu eksploatacyjnego, %/100,

W - produkcja kopalni, tys. ton/dobę netto,

W^a - wilgoć w węglu w stanie powietrzno-suchym, %/100,

W_{cd} - wilgoć całkowita zawarta w węglu dostarczonym odbiorcy, %/100,

Z - zysk (różnica między ceną zbytu a kosztem własnym i transportu do odbiorcy), zł/t,

ΔZ - przyrost zysku, zł/t,

z - zasobność przemysłowa złoża, t/100 m^3,

z_p - zasoby całkowite pokładu, mln. ton,

γ - wychód produktu rynkowego w stosunku do wydobycia brutto, %/100,

η_r - współczynnik korygujący wpływ włączenia do eksploatacji nowego pokładu na wzrost wydobycia kopalni.

X. LITERATURA

[1] Komisja Planowania przy Radzie Ministrów: "Ogólne zasady metodyczne dla wykonywania geologiczno-ekonomicznej oceny złóż kopalin stałych i ustalania kryteriów bilansowości zasobów" - Projekt 14.VII.65 r.

[2] Komisja Planowania przy Radzie Ministrów: "Instrukcja ogólna w sprawie metodyki badań ekonomicznej efektywności inwestycji" - Warszawa 1962 r.

[3] Tillissen R.: "Wirtschaftliche Überlegungen zur Flözauswahl im Steinkohlenbergbau" - Glückauf Nr 11/64 r.

[4] Bipromet - Katowice: "Studium ekonomiczno-badawcze nad wyznaczeniem kryteriów bilansowości złóż rud miedzi" - luty 1964 r.

[5] Perkul M.M.: "Ob ekonomiczeskoj ocenkie ugolnych miestorożdzienij" - Ugol Nr 2/59 r.

[6] Zwiagin P.Z.: "O najmienszej moszcznosti ugolnych płastow pri podzjemnoj razrabotkie" - Ugol Nr 11/59 r.

[7] Lernier J.I., Milnier J.L.: "Izuczenie faktorow wlijajuszczich na spiebiestojmost ugla metodami matematiczeskoj statistiki" - Ugol Nr 2/64.

[8] Żurawlew A.M., Perkul M.M.: "O sostawlenii ekonomiko-geologiczeskich kart Kuźnieckogo basjejna" - Ugol Nr 1/64.

[9] Jemielianow A.S., Czeredniczenko J.W.: "Ekonomiko-matematiczeskaja modiel siebiestojmosti ugla" - Ugol Ukrainy Nr 2/64 r.

[10] Kamionka M., Markiewicz E.: "Analiza zależności podstawowych wskaźników techniczno-ekonomicznych od grubości pokładów oraz systemów eksploatacji węgla kamiennego" - Komunikat GIG Nr 30/60 r.

[11] Stępiński W.: "Zyskowność przeróbki mechanicznej węgla energetycznego" - Archiwum Górnictwa Tom III Nr 4/58.

[12] Stępiński W.: "Ekonomika procesów wzbogacania rud i węgli" - WGH - Katowice 1961 r.

[13] Ambroży J. i Zespół: "Ocena opłacalności eksploatacji pokładów węglowych" - Przegląd Górniczy Nr 6/62 r.

[14] Węgierski J., Wolski J.: "Analiza efektywności budowy kopalń węgla kamiennego w Zagłębiu Śląsko-Krakowskim w zakresie inwestycji bezpośrednich" - Wydawnictwo BPPW - Katowice 1963 r.

[15] Węgierski J., Wolski J.: "Nakłady na budowę kopalń węgla kamiennego w planowaniu inwestycji górniczych" - Przegląd Górniczy Nr 4/64 r.

[16] Węgierski J., Wolski J.: "Ekonomiczna efektywność budowy kopalń węgla kamiennego w planowaniu perspektywicznym" - Przegląd Górniczy Nr 9/64 r.

[17] Normy technologicznego projektowania kopalń węgla kamiennego i kopalń odkrywkowych oraz zakładów przeróbki mechanicznej węgla (tłumaczenie). Gosgortiechizdat 1962 r.

[18] Żółtowski Z.: "Przepisy o ustalaniu zasobów złóż kopalin" - WG Warszawa 1954 r.

[19] Zarządzenie Nr 71 MGiE z dnia 28 lipca 1965 r. w sprawie zakresu i metodyki badań przydatności węgli kamiennych i sapropelowych oraz łupków węglowych i sapropelowych przy dokumentowaniu zasobów tych złóż - Katowice 1965 r.

[20] Mielecki T.: "Węgiel, wiadomości o własnościach i badaniu" - WGH Katowice 1962 r.

[21] Lisowski A., Pawełczyk E.: "Uwagi do zagadnienia ekonomicznych kryteriów bilansowości zasobów złóż węgla" Opracowanie dla Komisji Bilansowości Złóż Węgla MGiE - 1964 r.

[22] MGiE Dep. Geologii i Nafty: "Sprawozdanie z wydobycia i kosztów jednostkowych wg oddziałów za m-c kwiecień 1964 r." Oryginał ankiety w posiadaniu BPPW - Gliwice.

[23] Volk W.: "Statystyka stosowana dla inżynierów" - WNT - Warszawa.

[24] Węgierski J.: "Wpływ inwestycji towarzyszących na efektywność budowy nowych kopalń węgla kamiennego". Część III. Ogólnej Rejonizacji Zagłębia Węglowego Śląsko-Krakowskiego - Studium - opracowane w BPPW - Gliwice, 1965 r.

KRYTERIA RENTOWNOŚCI EKSPLOATACJI ZŁÓŻ WĘGLA KAMIENNEGO

Streszczenie

W pracy przedstawiono metody określania granicznych naturalnych parametrów złoża węgla kamiennego warunkujących opłacalność jego eksploatacji. Te graniczne parametry nazwano kryteriami rentowności eksploatacji.

W dotychczasowej praktyce istniały dwa różne pojęcia: kryteria bilansowości i kryteria rentowności złóż. Kryteria bilansowości były to pewne minimalne grubości pokładów, maksymalne zapopielenia węgla w pokładzie oraz jego minimalne wartości opałowe ustalone umownie przez Centralny Urząd Geologii i Ministerstwo Górnictwa i Energetyki. W oparciu o te kryteria dzieli się zasoby na bilansowe i pozabilansowe.

Kryteria rentowności były dotychczas brane pod uwagę przy ustalaniu zasobów przemysłowych, przy czym uzasadnienia o zaniechanie eksploatacji pewnych partii złóż bilansowych są różnego rodzaju, wynikające z przesłanek technicznych lub ekonomicznych.
Obecnie wymaga się by kryteria bilansowości były zarazem kryteriami rentowności i były określone w oparciu o analizę ekonomiczną.

Jako podstawowe kryteria rentowności, a zarazem bilansowości przyjmuje się grubość pokładu, udział grubości pokładu w stosunku do wysokości frontu eksploatacyjnego, zapopielenie węgla w pokładzie i ciepło spalania węgla w stanie bezpopiołowym i suchym. Wszystkie powyższe parametry są wzajemnie niezależne.

Warunkiem rentowności eksploatacji jest by cena zbytu węgla była co najmniej równa kosztowi własnemu produkcji wraz z kosztem transportu do odbiorcy. Cenę węgla określa się z cennika lub z wyprowadzonej funkcji zależności tej ceny od naturalnych parametrów złoża.

Trudniejsze jest określenie kosztu własnego wydobycia, który zależy od wielu czynników naturalnych i organizacyjnych.

Dlatego też w pierwszej kolejności zagadnienie postawiono w następujący sposób: jaki może być maksymalny dopuszczalny koszt własny wydobycia brutto przy określonych parametrach złoża, by eksploatacja była jeszcze opłacalna. Dla praktycznego wykorzystania zestawiono tablice tych maksymalnych kosztów.

W dalszym toku pracy przedstawiono metody określania kryteriów rentowności złóż osobno dla czynnych osobno dla nowych kopalń.

Dla kopalń czynnych koszt własny określa się w oparciu o konkretne dane kopalni, analizując osobno koszty oddziałów produkcyjnych, koszty pozaoddziałowe, koszty przeróbki mechanicznej i amortyzacji nakładów.

W przypadku kopalń nowych oparto się na metodzie J. Węgierskiego i J. Wolskiego określania ekonomicznej efektywności budowy kopalń węgla. Koszt własny w tym przypadku określa się z pewnych funkcji zmiennych parametrów naturalnych złoża i projektowanych kopalń osobno dla kosztów ruchowych, a osobno dla kosztów amortyzacji nakładów. Tak dla kopalń czynnych jak i nowych metoda polega na analizie wpływu włączenia nowego pokładu do eksploatacji na rentowność kopalni. Włączając w ten sposób kolejne pokłady od najbardziej rentownych poczynając uzyskuje się graniczne parametry pokładu, od którego już wszystkie następne powodują nierentowność kopalni. Te graniczne parametry określają dla danych warunków kryteria rentowności eksploatacji.

Dla średnich warunków Zagłębia Śląsko-Dąbrowskiego określono kryteria rentowności eksploatacji niezagospodarowanych dotąd złóż oraz przeprowadzono analizę wpływu poszczególnych parametrów, tak naturalnych złoża jak i projektowanych kopalń na rentowność eksploatacji.

Przedstawiono charakterystyczne przykłady tak dla kopalń czynnych jak i nowych.

Wszystkie obliczenia wykonano na elektronowych maszynach cyfrowych.

Autor wyraża w zakończeniu pogląd, że metoda określania kryteriów rentowności stanie się pomocna tak dla dokumentujących zasoby geologów jak i projektantów górniczych dla oceny różnych sposobów zagospodarowania złoża.

КРИТЕРИИ РЕНТАБЕЛЬНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАМЕННОУГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Р е з ю м е

В работе описываются методы определения предельных естественных параметров каменноугольного месторождения, обусловливающих рентабельность эксплуатации запасов. Эти предельные параметры именуются критериями рентабельности эксплуатации.

До настоящего времени различались два отдельные понятия, а именно критерии балансовой кондиции и критерии рентабельности эксплуатации месторождения. Критериями балансовой кондиции определись некоторые минимальные мощности пластов, максимальная зольность углей по данному пласту и его минимальная теплотворная способность, которые были условно установлены Центральным Управлением по Геологическим Вопросам и Министерством Угольной Промышленности и Энергетики. Опираясь на этих критериях запасы делятся на балансовые и внебалансовые. Критерии рентабельности учитывались до сих пор при подсчете промышленных запасов, при чем переброска балансовых запасов – в некоторых частях месторождений – во внебалансовые обосновывалась различными обстановками, последующими из технических и экономических предпосылок. В настоящее время требуется, чтоб критерии балансовой кондиции отвечали одновременно критериям рентабельности и определялись на основании экономического анализа.

В качестве основных критериев рентабельности и одновременно балансовой кондиции принимаются мощность пласта, соотношение мощности пласта и высоты эксплуатационного фронта, зольность угля по пласту и теплотворная способность угля на беззольную и сухую массу. Все вышеупомянутые параметры являются взаимно независимыми.

Условием рентабельности эксплуатации является также положение, чтоб отпускаяя цена угля была по крайней мере равна его себестоимости с учетом транспортных расходов к потребителю. Цена угля определяется на основании ценника или на основании разработанной функциональной зависимости этой цены от естественных параметров месторождения.
Более трудоемким является определение себестоимости добычи, которая зависит от многих естественных и организационных факторов. Потому в первой очередности вопрос ставится следующим образом: какова должна быть максимально допустимая себестоимость добычи брутто, чтоб – при наличии определенных параметров месторождений – эксплуатация была еще рентабельной. Для практического пользования были разработаны таблицы упомянутых максимальных себестоимостей.

В следующих разделах работы описываются методы определения критериев рентабельности месторождений отдельно для действующих шахт и отдельно для шахт-новостроек.

В случае действующих шахт себестоимость определяется на основании конкретных данных по шахте, анализируя при этом отдельно затраты по добычному участку, затраты вне этого участка, затраты по обогащению и по амортизации капиталовложений.

В случае шахт-новостроек работа базирует на методе Е. Венгерского и Я. Вольского определения экономической эффективности строительства угольных шахт. В этом случае себестоимость определяется на основании некоторых функциональных зависимостей переменных естественных параметров месторождения и параметров проектируемой шахты, отдельно по эксплуатационным расходам и отдельно по отношении к амортизационным затратам.

Как в случае действующих шахт так в случае шахт-новостроек метод сводится к анализу влияния включения в эксплуатацию нового пласта на рентабельность шахты. Включая – таким способом – очередно пласты, начиная от наиболее рентабельного, обнаруживаются предельные параметры пластов, начиная от которых все следующие пласты вызывают нерентабельность шахты. Эти предельные параметры представляют собой, при наличии данных условий, критерии рентабельности эксплуатации.

Для средних условий имеющихся в Силезско-Домбровском Бассейне были определены критерии рентабельности эксплуатации неосвоенных до настоящего времени месторождений, а также был проведен анализ влияния отдельных естественных параметров месторождений и параметров проектируемых шахт на рентабельность эксплуатации.

Приводятся характерные примеры как для действующих шахт так и для шахт - новостроек.

Все расчеты проводились на ЭВМ.

Наконец автор высказывает мнение, что метод определения критериев рентабельности будет помощнм как для геологов подсчитывающих запасы так и для проектировщиков - горняков при оценке разных способов освоения месторождений.

THE PROFITABILITY CRITERIONS OF COAL DEPOSITS EXPLOITATION

S u m m a r y

The subject of this elaboration is to determine the limits of natural parameters for hard coal in relation to the profitability of its exploitation. These parameters will be referred to further on as the standards of profitability. Up to now, there existed two different notions for the standards on estimation and profitability of coal reserves. As the standards of estimation were taken the minimum seam thickness, maximum ash contents and the minimum heating value of coal established by the Geological Central Institute and Ministry of Mining and Power Industry. On these basis the total coal reserves are divided for geological and mineable reserves.

The standards of profitability were applied when determining the quantity of industrial coal reserves.

There are several reasons for abandoning part of mineable coal reserves from technical and economical point of view.

At present, it is required that the standards of estimation and profitability should be considered as general and be defined on grounds of economical analysis.

As the basic standards for profitability and mineable reserves estimation are regarded now the seam thickness, share of mining face height in seam thickness, ash content in seam and caloric value of coal in ash-free and dry state.

All parameters mentioned above are mutually independent.

To assure the profitability of exploitations it is required that the coal selling price must be at least equal to the cost of production plus transport delivery costs.

The price of coal may be accepted as that in a market price list of defined as a function relating to natural parameters of coal deposition.

It is more difficult however, to define the cost of production as it depends upon various natural conditions and work organization.

Therefore, the first problem to be solved is the determination of maximum permissible production cost value for total output with all parameters of deposition being known, that the exploitations is still profitable. For practical use these maximum costs are shown in tables. Further on, there are shown in this elaboration the methods for calculating the profitability standards both for a new and already operating mines.

Cost of production for a new mines is calculated with regard to actual technical indices of the colliery carrying out analysis of cost separately for each mining section, administration costs, washery running costs and capital depreciation costs.

In case of new mines the method of J. Węgierski and J. Wolski for defining the project profitability had been employed. This method allows to determine the production cost as a function of variable parameters of coal deposition and project, and at the same time making possible to break the total cost for running expenses and capital depreciation costs.

In both cases e.g. either for a new or already running mines the idea is to determine the influence of including the new seam into exploitation in regard to profitability of mine. In this way, incorporating the subsequent seams, those most productive at first one comes to a seam with so called boundary parameters and every next seam being unprofitable from economical point of view.

These boundary parameters establish the standards of exploitation profitability for given conditions.

An analysis has been carried out for average conditions of Śląsko-Dąbrowskie Coalfield to conclude the profitabilty standards of exploitation for undeveloped coal reserves and to define the influence of respective parameters upon the profitability of exploitation.

Several characteristic examples either for new and active collieries had been shown.

All calculations were performed with use of electronic cumputers.

At the end conclusion drawn by the author is that the method of defining the profitability standards will be of use for geologists when defining the geological reserves as well as for Mine Institutes to plan the most suitable development scheme.

ZESZYTY NAUKOWE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ
ukazują się w następujących seriach:

A. AUTOMATYKA
B. BUDOWNICTWO
Ch. CHEMIA
E. ELEKTRYKA
En. ENERGETYKA
G. GÓRNICTWO
IS. INŻYNIERIA SANITARNA
MF. MATEMATYKA-FIZYKA
M. MECHANIKA
NS. NAUKI SPOŁECZNE

Dotychczas ukazały się następujące zeszyty serii G:

Górnictwo z. 1, 1956 r., s. 134, zł 20,—
Górnictwo z. 2, 1959 r., s. 96, zł 17,10
Górnictwo z. 3, 1961 r., s. 130, zł 21,—
Górnictwo z. 4, 1962 r., s. 134, zł 10,95
Górnictwo z. 5, 1963 r., s. 158, zł 11,90
Górnictwo z. 6, 1963 r., s. 154, zł 8,50
Górnictwo z. 7, 1963 r., s. 129, zł 6,80
Górnictwo z. 8, 1964 r., s. 175, zł 10,20
Górnictwo z. 9, 1964 r., s. 133, zł 10,50
Górnictwo z. 10, 1964 r., s. 157, zł 8,75
Górnictwo z. 11, 1964 r., s. 221, zł 13,10
Górnictwo z. 12, 1964 r., s. 304, zł 15,20
Górnictwo z. 13, 1965 r., s. 145, zł 8,40
Górnictwo z. 14, 1965 r., s. 78, zł 5,—
Górnictwo z. 15, 1966 r., s. 79, zł 5,—
Górnictwo z. 16, 1966 r., s. 93, zł 7,—
Górnictwo z. 17, 1966 r., s. 113, zł 8,—

BIBLIOTEKA GŁÓWNA
Politechniki Śląskiej
2351/66