

**ZESZYTY
NAUKOWE
POLITECHNIKI
ŚLĄSKIEJ**

ANDRZEJ KARBOWNIK

**STUDIUM WIELKOŚCI WYDOBYCIA
PROJEKTOWANEJ KOPALNI PODZIEMNEJ WĘGLA KAMIENNEGO
Z UWZGLĘDNIENIEM NIEPEWNOŚCI INFORMACJI**

GÓRNICTWO

**Z. 146
GLIWICE
1986**

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 893



ANDRZEJ KARBOWNIK

**STUDIUM WIELKOŚCI WYDOBYCIA
PROJEKTOWANEJ KOPALNI PODZIEMNEJ
WĘGLA KAMIENNEGO Z UWZGLĘDNIENIEM
NIEPEWNOŚCI INFORMACJI**

Wydano za zgodą
Redakcji Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372-9308

Instytut Wydawnictw Politechniki Śląskiej
ul. Wujasza 2, 44-100 Gliwice

Wydanie 1986, 48 str., 1600 zł. Cena 11 zł.
Drukarnia Politechniki Śląskiej, ul. Wujasza 2, 44-100 Gliwice

Wydano w Zakładzie Geologicznym Politechniki Śląskiej w Gliwicach
Skład, fotokopie, druk i oprawa

GLIWICE

1986

OPINIODAWCY

Prof. dr hab. inż. Włodzimierz Sitko

Prof. dr hab. inż. Jacek Zabierowski

KOLEGIUM REDAKCYJNE

REDAKTOR NACZELNY	— Prof. dr hab. inż. Wiesław Gabzdyl
REDAKTOR DZIAŁU	— Prof. dr hab. inż. Mirosław Chudek
SEKRETARZ REDAKCJI	— Mgr Elżbieta Stinzing
CZŁONKOWIE KOLEGIUM	— Prof. dr hab. inż. Adolf Maciejny
	— Prof. dr inż. Stanisław Malzacher
	— Prof. dr hab. inż. Bronisław Skinderowicz

OPRACOWANIE REDAKCYJNE

Mgr Aleksandra Kłobuszowska

Wydano za zgodą
Rektora Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372-9508

Dział Wydawnictw Politechniki Śląskiej
ul. Kujawska 3, 44-100 Gliwice

Nakł. 200+85	Ark. wyd. 10,63	Ark. druk. 10	Papier offset. kl. III 70x100. 70 g
Oddano do druku 10.07.86	Podpis. do druku 5.08.86	Druk ukończ. we wrześniu 1986	
Zam. 679/86 O-24		Cena zł 159,—	

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

SPIS TREŚCI

	Str.
1. WSTĘP	9
2. SFORMUŁOWANIE PROBLEMU	11
2.1. Przedmiot teorii projektowania kopalń	11
2.2. Wielkość wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego	13
2.3. Niepewność informacji wejściowych do procesu projektowania nowej kopalni	14
2.4. Koncepcja rozwiązania problemu	16
3. TEZA, CEL, ZAKRES I METODA PRACY	19
4. ANALIZA DOTYCHCZASOWYCH PRAC W ZAKRESIE WYZNACZANIA OPTYMALNEJ WIELKOŚCI KOPALNI	21
5. EKONOMICZNA EFEKTYWNOŚĆ INWESTYCJI JAKO KRYTERIUM DECYZYJNE W PROCESIE PROJEKTOWANIA NOWEJ KOPALNI I W PODEJMOWANIU REALIZACJI INWESTYCJI	25
5.1. Analiza metody oceny ekonomicznej efektywności inwestycji stosowanej w polskim górnictwie węglowym	25
5.2. Modele rozkładu nakładów inwestycyjnych, kosztu ruchowego i wydobycia kopalni w kolejnych latach budowy kopalni	29
6. TEORETYCZNE OKREŚLENIE OPTYMALNEJ WIELKOŚCI WYDOBYCIA PROJEKTOWANEJ KOPALNI Z PUNKTU WIDZENIA UZYSKANIA MAKSYMALNEJ EKONOMICZNEJ EFEKTYWNOŚCI INWESTYCJI	39
6.1. Analiza ekonomicznych kryteriów podejmowania decyzji projektowych i inwestycyjnych w górnictwie węglowym	39
6.2. Optymalna wielkość wydobycia projektowanej kopalni	47
7. PROBLEMATYKA PODEJMOWANIA DECYZJI W WARUNKACH NIEPEWNOŚCI I W WARUNKACH RYZYKA	62
7.1. Wprowadzenie	62
7.2. Warunki pewności, niepewności i ryzyka	63
7.3. Przyczyny ryzyka towarzyszącego realizacji projektu	64
7.4. Poziomy oceny ryzyka projektu inwestycyjnego	66
7.5. Charakterystyka metod oceny ryzyka efektywności inwestycji	67
8. MODEL EMPIRYCZNY PODEJMOWANIA DECYZJI W WARUNKACH RYZYKA	72
8.1. Przebieg symulacji Monte Carlo	72

Str.

8.2. Ustalenie rozkładów prawdopodobieństwa parametrów wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji	74
8.3. Liczba symulacji	82
8.4. Generowanie liczb losowych	85
8.5. Zależność zmiennych losowych	86
8.6. Profil ryzyka	88
8.7. Prawdopodobieństwo poniesienia strat	89
9. PROGRAM EFIN NA MASZYNĘ CYFROWĄ DO OCENY EKONOMICZNEJ EFEKTYWNOŚCI BUDOWY NOWEJ KOPALNI	95
9.1. Przeznaczenie programu	95
9.2. Obliczanie parametrów technicznych	95
9.3. Model kosztu ruchowego	96
9.4. Model nakładów inwestycyjnych	100
9.5. Organizacja obliczeń w programie EFIN. Dane i wyniki	106
10. PROGRAM RYZ NA MASZYNĘ CYFROWĄ DO OCENY RYZYKA BUDOWY NOWEJ KOPALNI	108
10.1. Przeznaczenie programu	108
10.2. Organizacja obliczeń w programie. Dane i wyniki	108
11. PROGRAM RYZ-NK NA MASZYNĘ CYFROWĄ DO OCENY RYZYKA BUDOWY NOWEJ KOPALNI Z MODELEM NAKŁADÓW INWESTYCYJNYCH I KOSZTU RUCHOWEGO ...	111
11.1. Przeznaczenie programu	111
11.2. Organizacja obliczeń w programie. Dane i wyniki	111
12. WYNIKI WYKONANYCH OBLICZEŃ I ICH ANALIZA	117
12.1. Wpływ parametrów naturalnych i projektowych oraz niepewności informacji na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni	117
12.2. Optymalna wielkość wydobywania projektowanej kopalni w warunkach ryzyka	127
12.3. Ocena ryzyka wariantów projektowych nowej kopalni	136
13. PODSUMOWANIE I WNIOSKI KOŃCOWE	145
BIBLIOGRAFIA	150

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.

1. ВСТУПЛЕНИЕ	9
2. ФОРМУЛИРОВКА ПРОБЛЕМЫ	11
2.1. Предмет теории проектирования шахт	11
2.2. Величина добычи проектируемой подземной угольной шахты	13
2.3. Ненадежность входных информации процесса проектирования новой шахты	14
2.4. Концепция решения проблемы	16
3. ТЕЗИС, ЦЕЛЬ, ОБЪЕМ И МЕТОД РАБОТЫ	19
4. АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ РАБОТ В ОБЛАСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОПТИМАЛЬНОЙ ВЕЛИЧИНЫ ШАХТ	21
5. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ КАПИТАЛОВЛОЖЕНИЯ КАК РЕШАЮЩИЙ КРИТЕРИЙ В ПРОЦЕССЕ ПРОЕКТИРОВКИ НОВОЙ ШАХТЫ И В НАЧАЛЕ РЕАЛИЗАЦИИ ИНВЕСТИЦИИ	25
5.1. Анализ метода оценки экономической эффективности инвестиции применяемой в польской угледобывающей промышленности	25
5.2. Модель распределения затрат капиталовложений, стоимости перемещений и добычи шахты в очередных годах строительства шахты	29
6. ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ВЕЛИЧИНЫ ДОБЫЧИ ПРОЕКТИРУЕМОЙ ШАХТЫ С ТОЧКИ ЗРЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МАКСИМАЛЬНОЙ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ИНВЕСТИЦИИ	39
6.1. Анализ экономических критериев принятия решений проектных и инвестиционных в угольной промышленности	39
6.2. Оптимальная величина проектируемой шахты	47
7. ПРОБЛЕМАТИКА ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ В УСЛОВИЯХ НЕНАДЕЖНОСТИ И УСЛОВИЯХ РИСКА	62
7.1. Введение	62
7.2. Условия надежности, ненадежности и риска	63
7.3. Причины риска сопутствующего реализации проекта	64
7.4. Уровень оценки риска проекта капиталовложений	66
7.5. Характеристика методов оценки риска эффективности капиталовложений	67
8. ЭМПИРИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЯ В УСЛОВИЯХ РИСКА	72
8.1. Процесс симуляции Монте-Карло	72
8.2. Определение распределения вероятности параметров показателя оценки экономической эффективности капиталовложений	74

Стр.

8.3. Число симуляций	82
8.4. Определение случайных величин	85
8.5. Зависимость переменных случайных величин	86
8.6. Профиль риска	88
8.7. Вероятность понесения потерь	89
9. ПРОГРАММА EFIN НА ЭВМ ДЛЯ ОЦЕНКИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ СТРОИТЕЛЬСТВА НОВОЙ ШАХТЫ	95
9.1. Назначение программы	95
9.2. Расчёт технических параметров	95
9.3. Модель стоимости передвижения	96
9.4. Модель затрат капиталовложений	100
9.5. Организация расчётов в программе EFIN. Данные и результаты	106
10. ПРОГРАММА RYZ НА ЭВМ ДЛЯ ОЦЕНКИ РИСКА СТРОИТЕЛЬСТВА НОВОЙ ШАХТЫ	108
10.1. Назначение программы	108
10.1. Организация расчётов в программе. Данные и результаты	108
11. ПРОГРАММА RYZ-NK НА ЭВМ ДЛЯ ОЦЕНКИ РИСКА СТРОИТЕЛЬСТВА НОВОЙ ШАХТЫ С МОДЕЛЬЮ ЗАТРАТ КАПИТАЛОВЛОЖЕНИЙ	111
11.1. Назначение программы	111
11.2. Организация расчётов в программе. Данные и результаты	111
12. РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЁТОВ И ИХ АНАЛИЗ	117
12.1. Влияние натуральных и проектных параметров и надёжности информации на уровень экономической эффективности строительства новой шахты	117
12.2. Оптимальная величина добычи проектированной шахты в условиях риска	127
12.3. Оценка риска проектных вариантов новой шахты	136
13. ИТОГИ И КОНЕЧНЫЕ ПРЕДЛОЖЕНИЯ	145
БИБЛИОГРАФИЯ	150

CONTENTS

Page

1. PREFACE	9
2. PROBLEM FORMULATING	11
2.1. The theory of the coal mine design	11
2.2. The range of the output of the designed underground coal mine	13
2.3. Uncertainty of input information in the process of the new coal mine design	14
2.4. Conception of the problem solving	16
3. THESIS, PURPOSE, SCOPE, AND THE METHOD OF WORK	19
4. ANALYSIS OF THE FORMER WORK DEALING WITH THE DETERMINATION OF THE OPTIMUM SIZE OF THE COAL-MINE	21
5. ECONOMIC EFFECTIVENESS OF INVESTMENTS AS A DECISIVE CRITERION IN THE PROCESS OF THE NEW COAL-MINE DESIGN, AND IN ITS REALIZATION	25
5.1. Analysis of economic effectiveness of investments evaluation method used in Polish coal mining	25
5.2. Models of investment outlays distribution, operating cost coal mine output in the following years of the building	29
6. THEORETICAL DEFINITION OF THE OPTIMUM RANGE OF THE OUTPUT IN THE DESIGNED COAL-MINE FROM THE POINT OF VIEW OF MAXIMUM ECONOMIC EFFECTIVENESS OF INVESTMENTS	39
6.1. Analysis of economic criteria of undertaking design and investment decisions in coal-mining	39
6.2. Optimum range of the output in the designed coal-mine	47
7. THE PROBLEMS OF UNDERTAKING DECISIONS IN UNCERTAINTY AND RISK CONDITIONS	62
7.1. Introduction	62
7.2. Reliability conditions, uncertainty conditions, and risk conditions	63
7.3. Causes of risk accompanying the design realization	64
7.4. Levels of risk estimation of the investment design	66
7.5. Characteristics of risk effectiveness of investments evaluation methods	67
8. EMPIRICAL MODEL OF UNDERTAKING DECISIONS IN RISK CONDITIONS	72
8.1. The course of Monte Carlo simulation	72

8.2. Determination of the distribution function parameters of economic effectiveness of investment evaluation index	74
8.3. Number of simulations	82
8.4. Generating of random numbers	85
8.5. Relationship of random variable	86
8.6. The risk profile	88
8.7. Probability of incur losses	89
9. EFIN PROGRAMME FOR THE DIGITAL COMPUTER FOR ECONOMIC EFFECTIVENESS EVALUATION OF THE BUILDING OF THE NEW COAL-MINE	95
9.1. Programme assignment	95
9.2. Computation of technical parameters	95
9.3. Operating cost model	96
9.4. Investment outlay model	100
9.5. Computing organization in the programme. Data and results ..	106
10. RYZ PROGRAMME FOR THE DIGITAL COMPUTER FOR RISK ESTIMATION OF THE NEW COAL-MINE BUILDING	108
10.1. Programme assignment	108
10.2. Computing organization in the programme. Data and results ..	108
11. RYZ-NK PROGRAMME FOR THE DIGITAL COMPUTER FOR RISK ESTIMATION OF THE BUILDING OF THE NEW COAL-MINE, WITH THE MODEL OF INVESTMENT OUTLAYS AND THE OPERATING COST	111
11.1. Programme assignment	111
11.2. Computing organization in the programme. Data and results ..	111
12. THE RESULTS OF COMPUTATIONS AND THEIR ANALYSIS	117
12.1. Influence of natural and design parameters and uncertainty of information on the level of economic effectiveness of the building of the new coal-mine	117
12.2. The optimum range of the designed coal-mine output in risk conditions	127
12.3. The risk estimation of the building of the new coal-mine ..	136
13. SUMMING UP AND FINAL CONCLUSIONS	145
BIBLIOGRAPHY	150

1. WSTĘP

Zamierzenia inwestycyjne w górnictwie węglowym realizowane w celu tworzenia nowych zdolności produkcyjnych wymagają tak znacznych nakładów finansowych, że ich wydatkowanie jest problemem w skali gospodarki narodowej. Realizacja tych zamierzeń powinna zapewniać uzyskanie efektywności poniesionych nakładów, a tym samym wartość wydobywanego węgla powinna przewyższać koszty jego pozyskania. To oczywiste z ekonomicznego punktu widzenia dążenie, jeśli stanowi przedmiot szczególnego zainteresowania w działalności projektowej i inwestycyjnej, prowadzi do sytuacji, w której realizacja kapitałochłonnych inwestycji górniczych i ich późniejsza eksploatacja zapewnia zwrot wydatkowanych nakładów i uzyskiwanie spodziewanych korzyści finansowych. Osiągnięcie takiej sytuacji jest możliwe, gdy decyzje podejmowane w procesie projektowania, a następnie decyzja o realizacji inwestycji oparte są na obiektywnej i sumiennie przeprowadzonej analizie ekonomicznej, a więc na ocenie ekonomicznej efektywności przewidzianych do wydatkowania nakładów inwestycyjnych.

Poziom ekonomicznej efektywności inwestycji w górnictwie węglowym w zasadniczym stopniu kształtują warunki naturalne złoża oraz jakość kopaliny w złożu. Tym niemniej, decyzje projektowe, szczególnie w zakresie wielkości i modelu kopalni, również wywierają znaczący wpływ na efektywność inwestycji. Oznacza to, że decyzje podejmowane w procesie projektowania nowej kopalni, pomimo swej natury technicznej, powodują określone skutki ekonomiczne. Ich znaczenia nie można więc ograniczać do problemów inżynierskich, ale należy również dostrzegać ich przyszłe skutki gospodarcze. W procesie projektowania nowej kopalni czy rekonstrukcji kopalni istniejącej należy więc problemy techniczne i technologiczne wiązać z problemami ekonomicznymi, co powinno oznaczać kształtowanie rozwiązań projektowych w kierunku uzyskania maksymalnego poziomu ekonomicznej efektywności projektowanej inwestycji.

Dążenie do zapewnienia gospodarce narodowej wymaganych ilości wydobywanego węgla kamiennego nie może stanowić jedynej podstawy i uzasadnienia dla podjęcia decyzji o budowie nowej kopalni lub rozbudowie kopalni istniejącej. Decyzje inwestycyjne w tym zakresie muszą być poparte rachunkiem ekonomicznym stwierdzającym efektywność ekonomiczną planowanej działalności inwestycyjnej w odniesieniu do danej inwestycji bądź w skali makroekonomicznej.

Wobec wysokiej kapitałochłonności inwestycji w górnictwie węglowym wymagania odnośnie do ich efektywności są szczególnie uzasadnione. Zadaniem

systemu projektującego działającego w sferze górnictwa węglowego powinno więc być wskazywanie takich kierunków inwestowania w zagospodarowanie złóż węglowych i takie kształtowanie rozwiązań projektowych, aby ponoszone nakłady inwestycyjne przynosiły wymierne efekty ekonomiczne, a cała działalność projektowa i inwestycyjna powinna prowadzić do ich maksymalizacji.

2. SFORMUŁOWANIE PROBLEMU

Zaprezentowane rozważania wyprowadzono z aktualnego stanu rozwoju teorii projektowania kopalń. Chodziło o wskazanie miejsca postawionego tematu w teorii projektowania kopalń i podkreślenie, że wynika on w sposób naturalny z dotychczasowego jej rozwoju. Ponadto sformułowanie problemu pozwoliło na przedstawienie aspektu praktycznego rozważań zawartych w prezentowanym opracowaniu, a mianowicie ustalenie, na ile rozwiązywany problem wynika z aktualnych potrzeb praktyki projektowej i inwestycyjnej w polskim górnictwie węglowym. Jest to istotne z punktu widzenia użyteczności wszelkich rozważań o charakterze teoretycznym.

2.1. Przedmiot teorii projektowania kopalń [55]

Liczne publikacje książkowe i artykuły, jakie ukazały się w ostatnich kilkunastu latach, wskazują na wzrost zainteresowania badaczy projektowaniem i procesem projektowania. Kształtuje się metodologia projektowania, jako dyscyplina naukowa zajmująca się metodami, procedurami i technikami postępowania projektotwórczego.

Ze względu na przedmiot badań wyróżnia się metodologię projektowania pragmatyczną i apragmatyczną. Przedmiotem badań pragmatycznej metodologii projektowania jest projektowanie jako czynność. Apragmatyczna metodologia projektowania jako przedmiot swych badań przyjmuje wytwór działalności projektowej, a więc sam przedmiot projektowania.

Teoria projektowania kopalń tworzy naukowe podstawy do wskazywania pewnych kierunków praktycznych działań projektowych, bada te działania w sferze systemu projektowego oraz systemu projektującego i wnioskuje tworzenie zasad ogólnych. Zgodnie z podanym powyżej podziałem metodologii projektowania wyróżniamy w niej dwa działy:

- a) teorię procesu projektowania,
- b) teorię przedmiotu projektowania.

Teoria procesu projektowania odnosi się do koncepcji pragmatycznej teorii projektowania kopalń i jako przedmiot swych badań traktuje proces dochodzenia do wytworu projektowania. Pojawiają się tutaj następujące problemy, których teoretyczne rozwiązanie pozwala na sformułowanie praw rządzących procesem projektowania, tworząc podstawę do jego opisu i doskonalenia:

1. Struktura procesu projektowania - wyjaśnia istotę projektowania i charakteryzuje proces projektowania.

2. Formułowanie problemu projektowego.
3. Komputerowe wspomaganie procesu projektowania - bada miejsce i rolę maszyn cyfrowych w procesie projektowania.
4. Organizacja systemu projektującego.

Teoria przedmiotu projektowania odnosi się do koncepcji apragmatycznej teorii projektowania kopalń i jako przedmiot swych zainteresowań przyjmuje rezultat procesu projektowania, a więc system projektowany "kopalnia". W ogólności wyjaśnia ona istotę związków między podstawowymi parametrami rozwiązania projektowego nowej kopalni lub jej elementu a efektami ekonomicznymi oraz bada wpływ parametrów naturalnych złoża na kształtowanie się wielkości tych parametrów.

W ramach teorii przedmiotu projektowania dotychczas były rozwiązywane i pojawiają się następujące problemy badawcze:

1. Zagospodarowanie okręgu górniczego. Rozwiązujące tutaj były następujące zagadnienia:

- liczba kopalń w okręgu górniczym i kolejność ich budowy,
- lokalizacja szybów wszystkich kopalń w okręgu,
- powiązania transportowe pomiędzy poszczególnymi kopalniami i z otoczeniem systemu projektowanego.

2. Wielkość kopalni. Dotychczas w ramach tego problemu określano teoretycznie:

- wielkość wydobycia kopalni,
- rozkład frontu eksploatacyjnego i harmonogram uzyskiwania wydobycia na poziomach i w pokładach,
- okres istnienia kopalni,
- powierzchnia obszaru górniczego.

3. Model kopalni. Analizie teoretycznej poddano tu następujące zagadnienia:

- lokalizacja szybów w obszarze górniczym kopalni,
- wysokość pionowa poziomu wydobywczego,
- głębokość założenia pierwszego poziomu wydobywczego,
- odstęp między przekopami polowymi na poziomie lub mówiąc ogólniej, system udostępnienia pokładów na poziomie.

4. Wielkość pola eksploatacyjnego. Dotychczas w ramach tego problemu analizowano:

- wymiary pola eksploatacyjnego.
- harmonogram uzyskiwania wydobycia w polu,
- wymiary pól ścianowych.

5. Harmonogram realizacji inwestycji górniczych. W ramach tego problemu rozwiązywano teoretycznie następujące zagadnienia:

- optymalizacja cyklu realizacji inwestycji,

- rozkład nakładów inwestycyjnych w okresie realizacji inwestycji,
- wpływ parametrów naturalnych złoża i projektowych kopalni na cykl realizacji inwestycji.

6. Efektywność inwestycji górniczych. W ramach tego problemu rozwiązywało dotychczas lub oczekują rozwiązania następujące zagadnienia:

- wskaźnik oceny ekonomicznej efektywności inwestycji górniczych,
- wpływ parametrów naturalnych złoża i projektowych kopalni na efektywność inwestycji,
- ocena ekonomicznej efektywności inwestycji w warunkach niepewności i w warunkach ryzyka.

7. Powiązanie systemu projektowanego "kopalnia" z jego otoczeniem. W ramach tego problemu były rozwiązywane dwa tematy:

- optymalizacja gospodarki paliwowo-energetycznej kraju,
- optymalizacja rozwoju przemysłu wydobywczego paliw.

Teoria projektowania kopalń ma więc wyraźnie określony obszar zainteresowań badawczych. Wskazują na to pojawiające się publikacje [73, 9, 136, 54, 62], które bilansują dotychczasowe prace w zakresie rozwoju teorii projektowania kopalń oraz nakreślają kierunki i tendencje jej dalszego rozwoju. Analiza prac z zakresu teorii projektowania kopalń wykazuje, że w jej ramach wytworzył się określony system pojęć oraz że stosuje naukowe metody badawcze własne lub zapożyczone z innych nauk.

2.2. Wielkość wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego

Wielkość kopalni określa zbiór wartości następujących czterech parametrów:

- 1) wydobycie dobowe kopalni, tys. t/d,
- 2) powierzchnia obszaru górniczego, km²,
- 3) okres istnienia kopalni, lata,
- 4) zasoby przemysłowe złoża, mln t.

Dobór wartości tych parametrów jest jednym z podstawowych zagadnień rozwiązywanych na wstępnym etapie projektowania nowej kopalni. Parametry wielkości kopalni i model kopalni określają koncepcję rozwiązania projektowego nowej kopalni, w ramach której rozwija się dalszy tok prac projektowych. Wartości parametrów wielkości kopalni należy dobierać bardzo starannie, biorąc pod uwagę wszystkie czynniki geologiczno-górnicze, techniczno-organizacyjne i ekonomiczne.

Metody wyznaczania optymalnej wielkości kopalni zostaną scharakteryzowane w rozdziale 4. W praktyce projektowej wielkość kopalni określa się w początkowej fazie prac projektowych, tzn. na etapie sporządzania koncepcji

programowej inwestycji. Tworzy się wówczas wiele wariantów rozwiązania projektowego nowej kopalni, różniących się wartościami parametrów wielkości i modelu kopalni. Wartości tych parametrów są dobierane metodami inżynierskimi w taki sposób, aby każdy wariant był poprawny technicznie. Porównanie wariantów z uwagi na ich efektywność ekonomiczną prowadzi do wyboru wariantu najkorzystniejszego. Wybór wariantu najkorzystniejszego ze względów ekonomicznych oznacza więc, że nakłady finansowe na przygotowanie złoża do eksploatacji i na samą eksploatację złoża będą minimalne w całym okresie istnienia kopalni.

Wiadomo powszechnie, że warunki eksploatacji polskich złóż węgla kamiennego znacznie się pogarszają. Wzrasta średnia głębokość eksploatacji, pogarszają się warunki geotechniczne wybierania pokładów i utrzymania wyrobisk, wzrastają zagrożenia. Ponadto zmniejsza się zasobność złoża w obszarach górniczych nowych kopalń, szczególnie w nowych kopalniach Rybnickiego Okręgu Węglowego. Wymaga to innego spojrzenia na kształtowanie się wielkości wydobywania projektowanych kopalń. Tym bardziej że opracowane dotychczas modele matematyczne dla optymalizacji wielkości parametrów charakteryzujących wielkość kopalni straciły na aktualności z uwagi na wpływ czasu od ich powstania i zaistniałe w tym okresie zmiany w technologii eksploatacji, a także z uwagi na wspomniane pogarszanie się warunków naturalnych eksploatacji. Wielkość wydobywania dobowego kopalni jest podstawowym parametrem, który decyduje o wielkości kopalni i o pewnych elementach jej struktury. Ponadto rozważania przeprowadzone w pracy [53] wykazują, że efektywność budowy nowej kopalni w dużym stopniu zależy od wielkości jej wydobywania.

Na podstawie tych kilku uwag można sformułować pogląd, że doświadczenia w projektowaniu i w budowie nowych kopalń oraz dotychczasowy rozwój teorii projektowania kopalń skłaniają do podjęcia rozważań w zakresie wyznaczania najkorzystniejszej wielkości wydobywania projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego. Wydaje się, że w dążeniu do uzyskania maksymalnej efektywności ekonomicznej projektowanej inwestycji (nowej kopalni) należy poszukiwać takiej wielkości jej wydobywania dla danych warunków naturalnych złoża, przy której ta maksymalna efektywność zostanie uzyskana.

2.3. Niepewność informacji wejściowych do procesu projektowania nowej kopalni

Charakterystyka warunków naturalnych złoża w obszarze górniczym projektowanej kopalni jest ustalana na podstawie badań geologicznych i geofizycznych. Badania rdzeni wiertniczych i badania geofizyczne są podstawą do określenia jakości i ilości kopaliny w złożu, rodzaju skał towarzyszących, charakterystyki zalegania złoża oraz nadkładu. Charakterystyka rzeczywistych warunków naturalnych złoża wykazuje znaczne nieraz odchylenia w odniesieniu do charakterystyki podanej w dokumentacji geologicznej złoża. Odchylenia te mogą dotyczyć w szczególności:

- wielkości zasobów węgla w złożu,
- jakości węgla w pokładach, w tym jego zapopielenia i zawartości skały piennej w urobku,
- zalegania pokładów, tzn. ich nachylenia i ukształtowania przestrzennego,
- makro- i mikrotektoniki złoża,
- metanowości złoża,
- warunków hydrogeologicznych w nadkładzie i w złożu.

Wynika stąd często konieczność zmiany już realizowanego rozwiązania projektowego. Zmiany te wprowadzane w trakcie realizacji inwestycji, a nie- rzadko również w trakcie eksploatacji złoża mogą dotyczyć w szczególności:

- usytuowania poziomów wydobywczych,
- układu wyrobisk udostępniających pokłady na poziomach,
- wielkości projektowanego wydobywania z poziomów i z kopalni,
- liczby ścian i usytuowania frontów eksploatacyjnych na poziomach wydobywczych,
- zmian w niektórych ogniwach procesu wydobywczego.

Dla przykładu można tu wymienić niektóre zmiany w pierwotnych rozwiązaniach projektowych nowych kopalń w Rybnickim Okręgu Węglowym dokonane w trakcie budowy lub eksploatacji tych kopalń.

1. Kopalnie "Jastrzębie" i "Moszczenica": zmiana położenia wytycznej i przekopu na poz. -120 i -240 oraz zwiększenie wysokości poziomu -400 ze 120 m do 160 m.
2. Kopalnia "Borynia": poważne zmiany w układach wyrobisk udostępniających na poziomach 588 i 713 oraz zmiana usytuowania poziomów w trakcie budowy kopalni.
3. Kopalnia "XXX-lecie PRL": zmiana modelu kopalni z jednopoziomowego na dwupoziomowy oraz zmiany w układach wyrobisk udostępniających na poz. 580 i 705.
4. Kopalnia "ZMP": zmniejszenie projektowanego wydobywania oraz zmiany w układach wyrobisk udostępniających na poz. 580 i 705.
5. Kopalnia "Krupiński": zmiana granic obszaru górniczego kopalni, usytuowania poziomów wydobywczych oraz zmiany w układach wyrobisk udostępniających pokłady na poz. 420 i 620.

Zmiany dokonane w pierwotnym rozwiązaniu projektowym w tym ostatnim przypadku były najdalej idące spośród podanych przykładów i doprowadziły do niemal odmiennej koncepcji modelu kopalni [128].

Zmiany pierwotnych decyzji projektowych mogą spowodować konieczność wydatkowania dodatkowych nakładów inwestycyjnych na realizację inwestycji lub też cykl jej realizacji może się wydłużyć. Ponadto projektowana i budowana kopalnia może nie uzyskać projektowanej wielkości wydobywania lub okres jej uzyskiwania może się wydłużyć. Wreszcie koszt eksploatacji może być wyższy od projektowanego wskutek trudniejszych warunków eksploatacji niż przewidywane lub wskutek mniejszej koncentracji wydobywania.

Wymienione uwagi sformułowano w formie przypuszczeń, gdyż jak wykazują doświadczenia w projektowaniu i realizacji inwestycji górniczych, zmiany pierwotnych decyzji projektowych mogą wystąpić w mniejszym lub większym stopniu. Decyzje podejmowane w procesie projektowania nowej kopalni są więc obciążone niepewnością wynikającą z niepełnej znajomości warunków geologicznych złoża oraz z nieznanego stanu przyszłej sytuacji rynkowej w zakresie poziomu cen. Niepewność informacji wejściowych do procesu projektowania nowej kopalni jest więc faktem, z którym należy się liczyć przy podejmowaniu decyzji projektowych, w szczególności dotyczących wielkości wydobycia projektowanej kopalni.

2.4. Koncepcja rozwiązania problemu

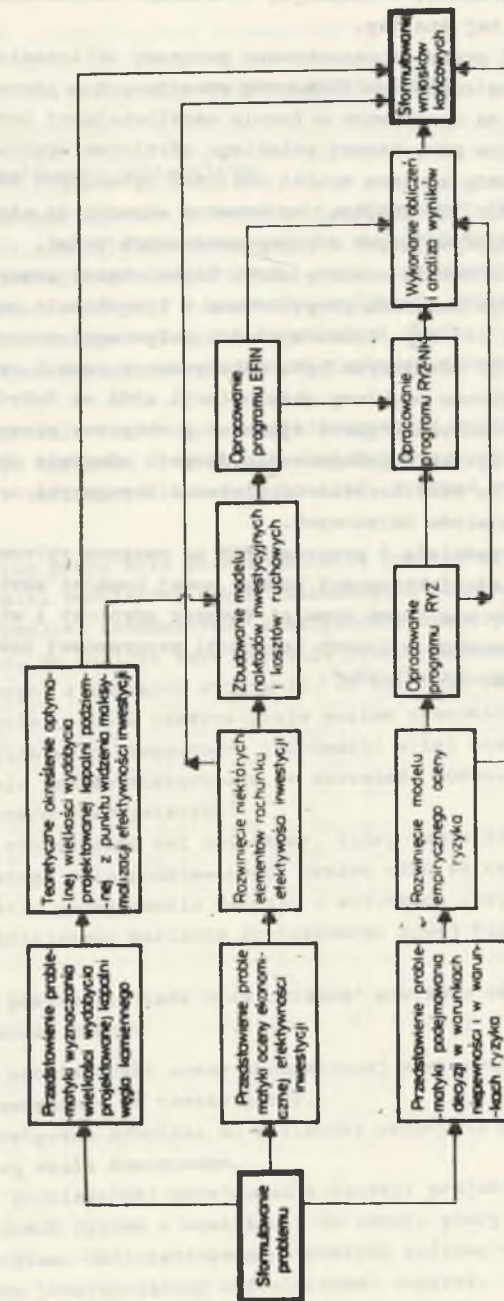
Aktualny stan rozwoju teorii projektowania kopalń [136, 55], wykonane dotychczas prace w zakresie tematu (które omówione będą w rozdziale 4) oraz zakres zastosowania ETO w praktyce projektowej polskiego górnictwa węglowego [6, 25, 51, 94, 102, 103], stwarzają przesłanki do opracowania sformułowanego tematu. Konieczność rozwiązania go wynika z potrzeb praktyki projektowej i inwestycyjnej polskiego górnictwa węglowego, o czym była mowa w punkcie 2.2.

Rozwiązanie sformułowanego problemu w ramach prezentowanego opracowania powinno zawierać dostrzegalny wkład w rozwój teorii projektowania kopalń, a poprzez opracowanie nowych narzędzi projektowania powinno podkreślać swój użyteczny charakter. Dla zadośćuczynienia obydwu wymogom - przed przystąpieniem do prac nad tematem - opracowano szczegółową koncepcję rozwiązania problemu, którą można zobrazować jako schemat koniecznych działań pokazany na rys. 2.1.

Rozwiązanie problemu ujęto w szerokim zakresie, poczynając od studium literatury poprzez teoretyczne i praktyczne rozwinięcie jego elementów, do opracowania programów obliczeniowych na emc na użytek praktyki projektowej.

W pierwszej części pracy omówiono zagadnienie oceny ekonomicznej efektywności inwestycji z punktu widzenia potrzeb realizacji tematu. Oznacza to prezentację obowiązującego rachunku efektywności inwestycji i rozwinięcie jego elementów celem stworzenia warunków stosowania w modelu wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji jako kryterium dla wyznaczania optymalnej wielkości wydobycia projektowanej kopalni.

Następnie przeprowadzono rozważania teoretyczne, aby wykazać, że istnieje optymalna wielkość wydobycia projektowanej kopalni z punktu widzenia maksymalizacji efektywności ekonomicznej jej budowy. Rozważania te sprowadzono na grunt praktyki projektowej przez zastosowanie empirycznych modeli nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni i kosztów eksploatacji złoża. W dalszym ciągu przedstawiono problematykę podejmowania decyzji w warunkach niepewności i ryzyka. Szerokie naświetlenie tej problematyki stworzyło warunki do rozwinięcia jednej z metod oceny ryzyka realizacji inwestycji i



Rys. 2.1. Schemat działań koniecznych do rozwiązania problemu
Fig. 2.1. Diagram of indispensable actions for problem solving

jej zastosowania w analizie wielkości wydobycia projektowanej kopalni z uwzględnieniem niepewności informacji, co oznacza zastosowanie modelu probabilistycznego do tej analizy.

W drugiej części pracy zaprezentowano programy obliczeniowe na emc, które opracowano z uwzględnieniem elementów rozwijanych w pierwszej części pracy. Programy te są opracowane w formie umożliwiającej ich bezpośrednie stosowanie w praktyce projektowej polskiego górnictwa węglowego.

Trzecia część pracy zawiera wyniki obliczeń wykonanych za pomocą opracowanych programów oraz ich analizę, co stwarza warunki do sformułowania konkretnych wniosków wypływających z przeprowadzonych badań.

Prezentowane opracowanie wieńczy okres kilkuletniej pracy autora w zakresie tematu, o czym świadczą przygotowane w tym okresie publikacje [53, 54, 55, 56, 57, 58, 59, 63]. Praca w części dotyczącej oceny ryzyka w podejmowaniu inwestycji górniczych była wykonywana w ramach problemu resortowego nr 119 pt. "Wybrane problemy eksploatacji złóż na dużych głębokościach" [90, 89]. Opracowanie pozwalające na praktyczne stosowanie proponowanej metody oceny ryzyka w podejmowaniu decyzji odnośnie do budowy nowej kopalni przekazano do Ministerstwa Górnictwa i Energetyki oraz do Głównego Biura Studiów i Projektów Górniczych.

Prezentowany w rozdziale 9 program EFIN na maszynę cyfrową przeznaczony do oceny ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni został zastosowany w analizie wariantów wielkości kopalni (obszar górniczy i wielkość wydobycia kopalni) opracowanych w ramach koncepcji programowej inwestycji dla obszaru górniczego "Murcki-Mikołów".

3. TEZA, CEL, ZAKRES I METODA PRACY

Tezę pracy sformułowano następująco:

1. Z punktu widzenia dążenia do uzyskania maksymalnej ekonomicznej efektywności inwestycji istnieje dla danego złoża najkorzystniejsza wielkość wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego.
2. Przy podejmowaniu decyzji o wielkości wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego należy brać pod uwagę ryzyko nieuzyskania przewidywanych efektów ekonomicznych mierzonych poziomem ekonomicznej efektywności inwestycji.
3. W celu poszerzenia zbioru informacji tworzących podstawę do wyboru najkorzystniejszego wariantu rozwiązania projektowego nowej kopalni oraz do podjęcia decyzji o realizacji inwestycji, należy dokonać oceny towarzyszącego jej ryzyka.

Podstawowym celem pracy było przeprowadzenie analizy wielkości wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego z punktu widzenia dążenia do uzyskania maksymalnej ekonomicznej efektywności inwestycji (budowy nowej kopalni). Przyjęto, że analiza taka zostanie przeprowadzona w pierw na modelu deterministycznym z zamiarem wykazania, że istnieje wielkość wydobycia projektowanej kopalni, która maksymalizuje poziom ekonomicznej efektywności inwestycji. Uwzględnienie niepewności informacji w tej analizie, czyli wprowadzenie modelu probabilistycznego do rozważań, pozwoliło ją pogłębić i zbliżyć do warunków rzeczywistych.

Można również sformułować cel dodatkowy, który zamierzano osiągnąć przy realizacji powyższego celu podstawowego. Uznano więc za celowe stworzenie metodycznych podstaw podejmowania decyzji w warunkach ryzyka odnośnie do wyboru najkorzystniejszego wariantu projektowego nowej kopalni oraz budowy nowej kopalni.

Aby udowodnić postawioną tezę oraz osiągnąć powyższe cele pracy, przyjęto następujący zakres pracy:

- przedstawienie problematyki oceny ekonomicznej efektywności inwestycji górniczych w nawiązaniu do tematu pracy,
- rozważania teoretyczne odnośnie do wielkości wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego,
- przedstawienie problematyki podejmowania decyzji projektowych i inwestycyjnych w warunkach ryzyka w nawiązaniu do tematu pracy,
- opracowanie programu obliczeniowego na maszynę cyfrową w celu oceny ryzyka ekonomicznego towarzyszącego budowie nowej kopalni,

- wykonanie obliczeń i analiz w zakresie kształtowania się wielkości wydobywania projektowanej kopalni z uwzględnieniem niepewności informacji.

Jako metodę pracy przyjęto modelowanie matematyczne w celu odwzorowania zależności, jaka istnieje w rzeczywistości pomiędzy wskaźnikiem ekonomicznej efektywności inwestycji a parametrami naturalnymi złoża i projektowymi kopalni. Na potrzeby opracowania tego modelu analitycznego zastosowano analizę korelacji i regresji, która pozwoliła na ustalenie pewnych zależności empirycznych wykorzystywanych bądź to w ogólnych rozważaniach, bądź też w opracowanym modelu kosztu ruchowego. Ponadto w celu uwzględnienia niepewności informacji w analizie wielkości wydobywania projektowanej kopalni zastosowano rachunek prawdopodobieństwa.

4. ANALIZA DOTYCHCZASOWYCH PRAC W ZAKRESIE WYZNACZANIA OPTYMALNEJ WIELKOŚCI KOPALNI

Zagadnienie wyznaczania optymalnej wielkości wydobywania projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego uważa się za podstawowe w teorii projektowania kopalń. Było ono wielokrotnie przedmiotem rozważań i opracowano wiele metod, które w mniejszym lub większym zakresie stosowano w praktyce projektowej. Jednakże każda z nich wniosła swój wkład w rozwój teorii projektowania kopalń. Przeprowadzane za pomocą tych metod analizy prowadziły do kształtowania się w swoim czasie poglądów na wielkość projektowanych i budowanych kopalń.

Tradycyjnie już opracowane dotychczas metody klasyfikuje się do następujących grup:

- metody wariantów,
- metody statystyczne,
- metody normatywne,
- metody analityczne.

Metody te cechowały się tym, że dążono do ustalenia zależności pomiędzy przyjmowanymi kryteriami optymalizacji a parametrami określającymi wielkość kopalni. W metodach normatywnych za kryterium optymalizacji przyjmowano wskaźniki techniczne, a w pozostałych metodach wskaźniki ekonomiczne. Wspomniane zależności tworzyły model matematyczny metody, który analizowano w celu określenia optymalnych wielkości parametrów przy najkorzystniejszej wartości wskaźnika przyjętego za kryterium optymalizacji.

Do ważniejszych metod opracowanych w każdej z podanych grup należą:

- metody wariantów: B. Krupiński w swej książce [69] wspomina o pracy zespołu Władimirskiego i Agoszkowa w zakresie opracowania metody wariantów,
- metody statystyczne: prace Zwiagina [69] i A.S. Burczakowa [11],
- metody normatywne: prace A. Rimana [105, 69] W. Boryczki [69] i T. Rutowskiego [107, 39, 131],
- metody analityczne: prace L.D. Szewiakowa [120], Z. Ajdukiewicza [1], F. Benthaua [8], R. Bromowicza [9] i M. Jawienia [42, 43, 44, 45], B. Krupińskiego [67, 68] i S. von Wahla [124, 125].

Nie omawia się w tym miejscu, a tym bardziej nie ocenia się poszczególnych metod, gdyż dokonywano już tego wielokrotnie w różnych opracowaniach - np. [2, 93]. Należy jednak podkreślić znaczenie, jakie dla polskiego górnictwa węglowego miały cytowane prace wykonane przez B. Krupińskiego, R. Bromowicza, a w szczególności M. Jawienia. Opracowane przez nich metody

wniosły istotny wkład w rozwój teorii projektowania kopalń oraz dostarczyły wytycznych dla praktyki projektowej w zakresie optymalnych wielkości kopalń projektowanych dla Rybnickiego Okręgu Węglowego w latach sześćdziesiątych.

Nowy rozdział w rozwoju teorii projektowania kopalń, a w tym w tworzeniu metod określania najkorzystniejszej wielkości kopalni, rozpoczął się w połowie lat sześćdziesiątych z chwilą podjęcia prac nad matematycznym modelem kopalni [94, 102]. W następnych latach powstały prace: J. Paździory [93], system SPP opracowany pod kierunkiem A. Lisowskiego [75], R. Magdy [80] oraz za granicą H. Mahrenholtza [81]. Prace te dostarczyły nowe metody określania wielkości wydobycia projektowanej kopalni, które możemy zaliczyć do metod symulacyjnych. Ich cechą charakterystyczną, w odróżnieniu od wymienionych powyżej metod klasycznych, jest symulowanie na maszynie cyfrowej bądź to procesu budowy i rozwoju kopalni [75, 81], bądź to rozwiązania projektowego w zakresie podstawowych parametrów projektowanej kopalni [93, 94, 102, 80].

W każdej z tych metod przyjęto ekonomiczne kryterium oceny symulowanych wariantów rozwoju kopalni lub wariantów rozwiązania projektowego kopalni. Metody te, tworzone przy przyjęciu podstawowego założenia odnośnie do analizy modelu matematycznego na maszynie cyfrowej, dostarczają operatywnych narzędzi dla praktyki projektowej oraz stanowią istotny krok naprzód w rozwoju teorii projektowania kopalń.

Wymienione metody - zarówno klasyczne, jak i symulacyjne - bazują na modelach matematycznych ujmujących odwzorowanie warunków naturalnych złoża, struktury kopalni i elementów procesu wydobywczego oraz wskaźników ekonomicznych. Na kopalnię węgla kamiennego można również spojrzeć jako na przedsiębiorstwo prowadzące działalność gospodarczą. Można wówczas analizować rentowność działalności tego przedsiębiorstwa - a w przypadku jego projektowania - efektywność ekonomiczną wydatkowania nakładów inwestycyjnych na jego stworzenie. Prowadzi to do ustalenia wielkości wydobycia kopalni z punktu widzenia efektów ekonomicznych jego działalności. Możemy tu wymienić dwie prace [106, 53], które stanowiły próbę najkorzystniejszej wielkości wydobycia projektowanej kopalni z punktu widzenia uzyskania maksymalnej efektywności nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni.

Na zakończenie tego krótkiego omówienia dotychczasowych prac w zakresie wyznaczania optymalnej wielkości kopalni przedstawiono dotychczasowe tendencje w projektowaniu wielkości kopalni węgla kamiennego na przykładzie rozwoju Rybnickiego Okręgu Węglowego [61, 22, 17].

W pierwszej fazie prac projektowych nad zagospodarowaniem złoża silnie metanowego w ROW-ie (pięć pierwszych kopalń) uważano, że maksymalne, możliwe do uzyskania wydobycie dobowe jednej kopalni wynosi 4 tys. t/d. Opanowanie zagrożenia metanowego, wprowadzenie mechanizacji robót wybierkowych oraz elektryfikacja dołu kopalń pozwoliła na stopniowe zwiększanie wielkości wydobycia kopalń. Następowo to zarówno w kopalniach już zbudowanych na drodze ich modernizacji i rozbudowy, jak również w projektach nowych kopalń (tablica 4.1). W konsekwencji doprowadziło to do ustalenia się poglądu, że

Tablica 4.1

Parametry charakteryzujące wielkości kopalń w Rybnickim Okręgu Węglowym

Lp.	Kopalnia	Wydobycie dobowe t/d		Powierzchnia obszaru górniczego km ²		Okres istnienia kopalni lata		Zasobność złoża t/m ²	
		x	xx	a	b	a	b	a	b
1	"Jastrzębie"	4 000	10 000	16,4	16,4	90	52	9,8	10,42
2	"Moszczenica"	4 000	12 000	18,6	18,6	96	77	8,65	10,1
3	"Manifest Lipcowy"	10 000	13 000	16,4	16,4	85	72	16,3	17,4
4	"Borynia"	8 000	10 000	16,6	17,4	76	65	10,5	11,2
5	"XXX-lecie PRL"	15 000	15 000	21,4	21,4	66	66	14,9	25,7
6	"ZMP"	8 000	8 000	14,7	14,7	67	67	8,8	8,8
7	"Krupiński"	12 000	12 000	16,2	16,2	70	70	11,1	11,1
8	"Kaczyce"	12 000	12 000	23,6	23,6	67	67	8,7	8,7
9	"Warszowice"	6 000	6 000	33,7	33,7	69	69	9,2	9,2
10	"Pawłowice"	12 000	12 000	16,5	16,5	53	53	5,85	5,85

x) - wg pierwotnej koncepcji lub ZTE

xx) - wg aktualnego ZTE

maksymalne, a zarazem najkorzystniejsze wydobycie kopalni w przeciętnych warunkach ROW wynosi 12 tys. t/d. Przemawiają za tym następujące względy:

- możliwość rozwinięcia frontu eksploatacyjnego na poziomie wydobywczym kopalni z uwagi na zasobność złoża,
- względy wentylacyjne w warunkach silnej metanowości złoża,
- nieproporcjonalny wzrost nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni przy przekroczeniu tej wielkości wydobycia.

5. EKONOMICZNA EFEKTYWNOŚĆ INWESTYCJI JAKO KRYTERIUM DECYZYJNE W PROCESIE PROJEKTOWANIA NOWEJ KOPALNI I W PODEJMOWANIU REALIZACJI INWESTYCJI

5.1. Analiza metody oceny ekonomicznej efektywności inwestycji stosowanej w polskim górnictwie węglowym

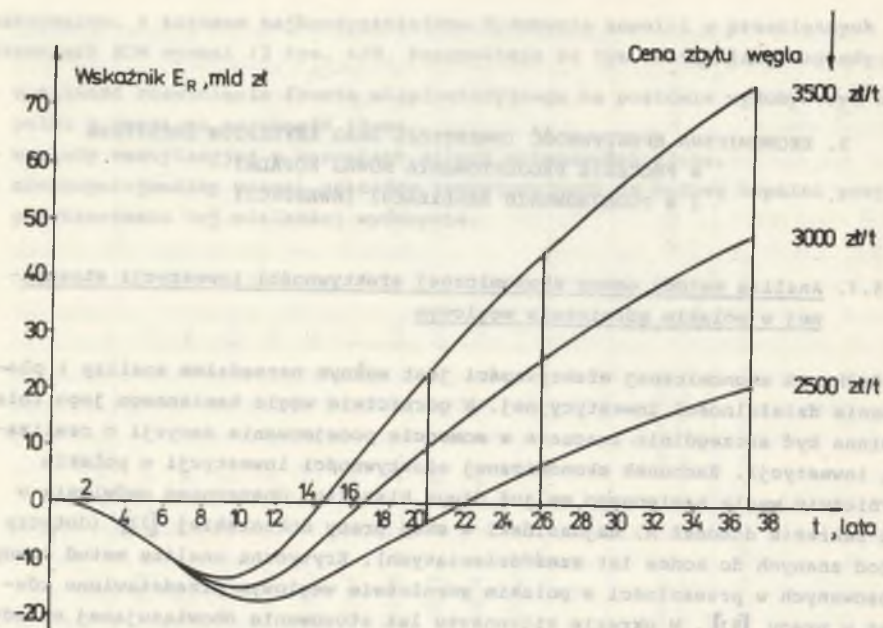
Rachunek ekonomicznej efektywności jest ważnym narzędziem analizy i planowania działalności inwestycyjnej. W górnictwie węgla kamiennego jego rola powinna być szczególnie znacząca w momencie podejmowania decyzji o realizacji inwestycji. Rachunek ekonomicznej efektywności inwestycji w polskim górnictwie węgla kamiennego ma już długą historię. Obszernego omówienia w tym zakresie dokonał M. Hajdasiński w swej pracy doktorskiej [33] (dotyczy metod znanych do końca lat sześćdziesiątych). Krytyczną analizę metod oceny stosowanych w przeszłości w polskim górnictwie węglowym przedstawiono również w pracy [91]. W okresie kilkunastu lat stosowania obowiązującej metody oceny ekonomicznej efektywności inwestycji nagromadziła się poważna suma doświadczeń, co upoważniło wielu autorów do publikowania sugestii w zakresie jej aktualizacji. Wnikliwą analizę metody od strony jej praktycznego stosowania wraz z konstruktywnymi sugestiami dotyczącymi jej udoskonalenia podano w pracach [32] i [91]. Również publikacje [31] i [126] zawierają poważne propozycje w tym względzie.

Poniżej podano te propozycje, które wraz z kilkoma uwagami autora prezentowanego opracowania stanowią konkretne wnioski zmian w obowiązującej metodzie oceny ekonomicznej efektywności inwestycji górniczych i są wykorzystane w modelu przedstawionym w dalszym ciągu opracowania. Sposób obliczania wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji przedstawiono w rozdziale 6 (punkt 6.1). Poniżej prezentuje się analizę poszczególnych elementów wskaźnika oceny.

Okres obliczeniowy wskaźnika

Zależność wartości wskaźnika różnicowego wg formuły rozwiniętej E_R od długości okresu obliczeniowego przedstawiają wykresy na rys. 5.1. Konieczne obliczenia przeprowadzono przy tych samych założeniach, co w rozdziale 6. Wartości wskaźnika E_R dla trzech okresów obliczeniowych, przy ocenie zbytu węgla równej 3000 zł/t, wynoszą:

- dla maksymalnego okresu kredytowania inwestycji równego 20 lat
 $E_R = 10,263$ mld zł,



Rys. 5.1. Zależność wskaźnika różnicowego rozwiniętego E_R od długości okresu obliczeniowego dla trzech wielkości ceny zbytu węgla

Fig. 5.1. Dependence of the developed E_R differential index on the accounting period for 3 different prices of the coal selling price

- dla okresu 26 lat (12 lat - okres budowy i 14 lat - kalkulacyjny okres eksploatacji wynikający ze średniej stawki amortyzacyjnej): $E_R = 25,636$ mld zł,
- dla okresu 37 lat (12 lat - okres budowy i 25 lat - okres istnienia dwóch pierwszych budowanych poziomów wydobywczych): $E_R = 47,627$ mld zł.

Wzrost okresu obliczeniowego z 20 do 26 lat, czyli o 30%, powoduje wzrost wartości wskaźnika $E_R = 10,263$ mld zł do $25,636$ mld zł, czyli o 150%, a wzrost z 26 do 37 lat, czyli o 42%, powoduje wzrost wartości wskaźnika $E_R = 25,636$ mld zł do $47,627$ mld zł, czyli już tylko o 85%. Tak więc wydłużenie okresu obliczeniowego ponad maksymalny okres kredytowania inwestycji wydatnie zwiększa wartość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. Nie chodzi tutaj o doprowadzenie wszystkich przedsięwzięć inwestycyjnych w górnictwie do stanu rentowności na drodze manipulacji wskaźnikiem oceny, ale o ustalenie rzetelnych i adekwatnych do specyfiki inwestycji górniczych zasad rachunku ekonomicznej efektywności. Rachunek ten powinien być przeprowadzany dla okresu oddziaływania środków trwałych, wyni-

kającego ze średniej stawki amortyzacyjnej (co zresztą obecnie się dzieje). Okres ten powinien być zgodny z okresem użytkowania (eksploatacji) obiektu. W górnictwie węgla kamiennego tak nie jest, gdyż okres użytkowania wynika z wielkości zasobów i z wielkości wydobywania kopalni i zwykle jest dłuższy niż okres oddziaływania środków trwałych. Jako okres obliczeniowy należałoby więc przyjmować okres istnienia jednego (model jednopoziomowy) lub dwóch (model dwupoziomowy) poziomów wydobywczych projektowanej kopalni. Nie powinien on być krótszy od okresu oddziaływania środków trwałych wynikającego ze średniej stawki amortyzacji środków trwałych.

Koszt bieżący eksploatacji

Jest on rozumiany w rachunku jako całkowity roczny koszt własny, który:

- zmniejsza się o amortyzację na odtworzenie środków trwałych, czynsz dzierżawny podstawowych maszyn i urządzeń górniczych oraz o odsetki od kredytów bankowych na inwestycje i środki obrotowe,
- powiększa się o obciążenie podatkowe funduszu płac w wysokości 20% przewidywanego funduszu płac.

Obciążenie kosztu własnego dwudziestoprocentowym podatkiem od funduszu płac nie ma żadnego praktycznego uzasadnienia. Wprowadzenie go do rachunku miało przeciwdziałać nadmiernemu wzrostowi zatrudnienia. Mechanizm ten nie zdał praktycznie egzaminu, a podatek stanowi znaczne i nie uzasadnione obciążenie rachunku efektywności. Po wyeliminowaniu go z rachunku, koszt bieżący eksploatacji sprowadza się praktycznie do kosztu ruchowego rozumianego jako koszt własny pomniejszony o koszt amortyzacji. Koszt bieżący eksploatacji jest kalkulowany w rachunku w cenach dzisiejszych, tzn. na poziomie cen aktualnych w chwili sporządzania rachunku. W oryginale pracy uzasadniono konieczność stosowania cen bieżących, które uzyskuje się przez wprowadzenie współczynników wzrostu kosztu własnego. W artykule [31] wprowadzono pojęcie współczynników inflacji, które jednak nie znajduje uzasadnienia w sensie powiązania ze zjawiskiem inflacji.

Cena zbytu węgla

Rachunek efektywności należy przeprowadzać w cenach krajowych zbytu węgla i ewentualnie w cenach transakcyjnych w przypadku braku efektywności w cenach krajowych. Stosowanie cen transakcyjnych miało spowodować zbliżanie cen krajowych zbytu węgla do cen światowych.

W publikacji [126] podano ciekawe zestawienie obrazujące efektywność przedsięwzięć inwestycyjnych ocenioną w cenach krajowych i w cenach transakcyjnych. Efektywność inwestycji górniczych oceniana w cenach transakcyjnych kształtuje się znacznie wyżej niż w cenach krajowych [31]. Żadna z nowych kopalń zaprojektowanych i zbudowanych w okresie funkcjonowania obowiązującego (od 1974 roku) rachunku efektywności nie była rentowna w cenach krajowych. W cenach transakcyjnych efektywność była kilkakrotnie (od 6 do

12 razy) wyższa. Pozytywna wartość wskaźnika oceny obliczona w cenach transakcyjnych stanowiła podstawę do podejmowania decyzji o budowie nowych kopalń.

Należy zauważyć, że urzędowe ceny zbytu węgla wzrastały w przeszłości "skokowo". W okresie 1960-1980 podwyżki cen zbytu węgla występowały tylko w latach 1960, 1971 i 1976, koszt eksploatacji zaś wzrastał w kolejnych latach. Prowadziło to do sytuacji, że ocena ekonomicznej efektywności projektowanych inwestycji wypadała korzystniej tuż po wprowadzeniu podwyżki cen zbytu węgla. Z biegiem lat efektywność projektowanych inwestycji pogarszała się na skutek wzrostu kosztu eksploatacji przy stałej cenie zbytu węgla. "Skokowe" wzrosty cen zbytu węgla należy zastąpić corocznymi podwyżkami, w ślad za wzrostem kosztu eksploatacji.

Jeżeli koszt ruchowy i nakłady inwestycyjne byłyby uwzględniane w rachunku w cenach bieżących, to dla ceny zbytu węgla również należy stosować współczynniki wzrostu w kolejnych latach. Poza tym rachunek efektywności należy przeprowadzać tylko w cenach krajowych zbytu węgla. Należy zauważyć, że cena zbytu węgla bardzo poważnie wpływa na poziom ekonomicznej efektywności projektowanej inwestycji. Z rys. 5.1 można odczytać, dla momentu $t = 30$ lat, wzrost ceny zbytu węgla z 2500 zł/t do 3000 zł/t, a więc o 20%, co powoduje wzrost wartości wskaźnika E_R z 12,768 mld/zł do 34,470 mld zł, a więc o 170%.

Nakłady inwestycyjne na realizację inwestycji

Bardzo słuszną jest sugestia podana w publikacji [31], aby w rachunku efektywności inwestycji ujmować tylko nakłady bezpośrednie związane z budową kopalni właściwej i zakładu przerobczego. Nakłady inwestycyjne na realizację inwestycji również są dotychczas uwzględnione w rachunku w cenach dzisiejszych, a więc na poziomie cen w chwili sporządzania rachunku. Chcąc przeprowadzić rachunek efektywności inwestycji w cenach bieżących, należy wprowadzić do rachunku współczynniki wzrostu nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach realizacji inwestycji.

Kalkulacyjna stopa procentowa

Ustalenie odpowiedniej wysokości kalkulacyjnej stopy procentowej na potrzeby rachunku ekonomicznej efektywności inwestycji jest kwestią bardzo istotną. Wraz ze wzrostem kalkulacyjnej stopy procentowej wartość wskaźnika E_R maleje i osiąga wartość zero przy stopie równej wewnętrznej stopie procentowej WSP. W Polsce kalkulacyjna stopa procentowa została ustalona na poziomie 8%, przy czym dla przemysłu wydobywczego wynosi ona 3%. W ten sposób stworzone są preferencje dla inwestycji górniczych. Przyjęcie tak niskiej stopy oprocentowania wynika również z dużej kapitałochłonności górniczych i długich cykli ich realizacji.

Należy zauważyć, że wzrost kalkulacyjnej stopy procentowej w rachunku efektywności inwestycji górniczych - np. o 8% - spowodowałby poważne obniżenie ich efektywności; wartość wskaźnika E_R obniża się z 25,636 mld zł do 3,982 mld/zł.

Na podstawie powyższych rozważań można ustalić następujące wnioski, które będą brane pod uwagę przy opracowywaniu programu EFIN dla oceny ekonomicznej efektywności inwestycji (rozdział 9), jak również przy opracowywaniu programu RYZ-NK (rozdział 11):

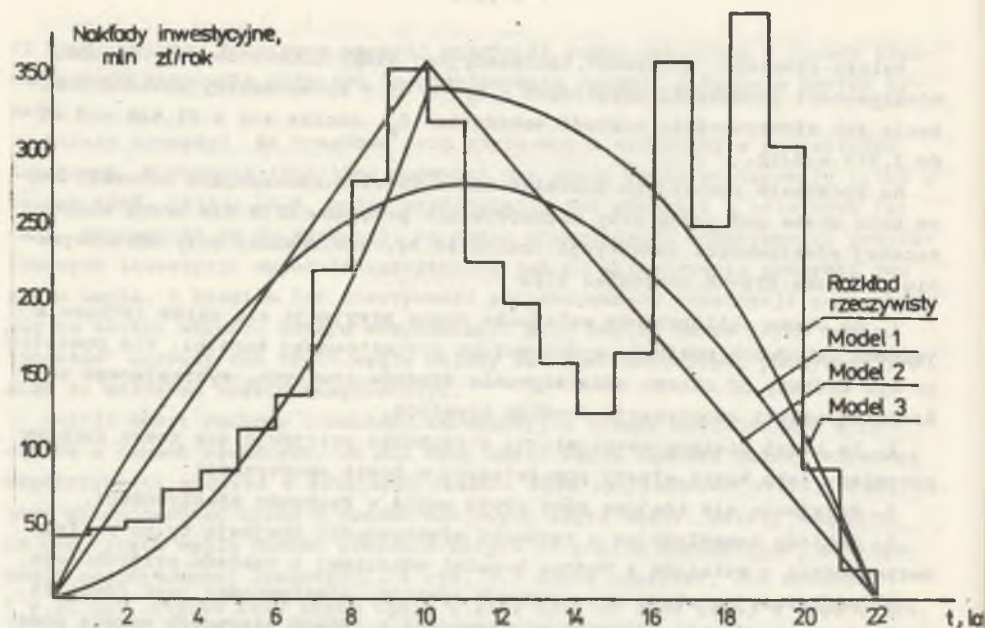
1. Za okres obliczeniowy wskaźnika oceny przyjmuje się okres istnienia jednego lub dwóch poziomów wydobywczych projektowanej kopalni. Nie powinien on być krótszy od okresu oddziaływania środków trwałych, wynikającego ze średniej stawki amortyzacji środków trwałych.
2. Za koszt bieżący eksploatacji w rachunku przyjmuje się koszt ruchowy rozumiany jako koszt własny pomniejszony o koszt amortyzacji.
3. Przyjmuje się krajową cenę zbytu węgla w rachunku efektywności.
4. Nakłady inwestycyjne w rachunku efektywności obejmują tylko nakłady bezpośrednie - związane z budową kopalni właściwej i zakładu przerobczego.
5. Kalkulacyjna stopa procentowa w rachunku efektywności jest równa 3%.
6. Przeprowadzanie rachunku efektywności w cenach bieżących wymaga podania współczynników wzrostu kosztu ruchowego, nakładów inwestycyjnych i ceny zbytu węgla w kolejnych latach okresu obliczeniowego.

5.2. Modele rozkładu nakładów inwestycyjnych, kosztu ruchowego i wydobywania kopalni w kolejnych latach budowy kopalni

Wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji w postaci rozwiniętej jest obliczany z uwzględnieniem czynnika czasu. Wymaga to znajomości wielkości nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni, jak również wartości produkcji i wielkości rocznego kosztu bieżącego w kolejnych latach okresu rozwoju wydobywania. Przy obliczaniu wartości wskaźnika dla Założeń Techniczno-Ekonomicznych projektowanego przedsięwzięcia inwestycyjnego wymienione roczne wielkości wynikają z harmonogramu finansowania inwestycji i z harmonogramu rozwoju wydobywania. W przypadku zastosowań analitycznych wskaźnika w postaci rozwiniętej należy znać teoretyczne rozkłady podanych wyżej wielkości. Poza tym rozkłady takie, w przypadku ich wystarczającej dokładności, mogłyby być przydatne do obliczania wartości wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji w postaci rozwiniętej dla rozwiązania projektowanego nowej kopalni na etapie koncepcji programowej inwestycji.

a) Rozkład nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni

Podstawą do ustalenia modelu teoretycznego rozkładu nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni są rozkłady rzeczywiste projektowanych nowych kopalń. W przeszłości podejmowano próby opracowania takich modeli, z których najbar-



Rys. 5.2. Teoretyczne rozkłady nakładów inwestycyjnych w okresie budowy kopalni

Fig. 5.2. Theoretical investment outlays distributions in the building of the coal-mine

dziej znaczące zostaną przedstawione poniżej. Graficzna interpretacja tych modeli została pokazana na rys. 5.2. Model 1 [122] zakłada rozkład nakładów inwestycyjnych wg sinusoidy, której przebieg opisuje zależność:

$$n(t) = \frac{\pi}{2 \cdot t_b} \cdot \sin\left(\pi \cdot \frac{t}{t_b}\right) \quad (5.1)$$

gdzie:

$n(t)$ - udział nakładów inwestycyjnych w roku t w całości nakładów,
 t_b - okres budowy kopalni, lata.

Model 2 [134] przyjmuje liniowy rozkład nakładów w okresie budowy kopalni. Model ten opisują następujące zależności:

- dla okresu $0 \div t_a$

$$n_1(t) = \frac{2}{t_a \cdot t_b} \cdot t \quad (5.2)$$

- dla okresu $t_a \div t_b$

$$n_2(t) = \frac{-2}{t_b \cdot t_r} \cdot t + \frac{2}{t_r} \quad (5.3)$$

gdzie:

t_a - okres budowy kopalni do uzyskania pierwszego wydobywania, lata,
 t_r - okres rozwoju wydobywania, lata,
 t_b - cały okres budowy kopalni, lata.

Model 3 [101] opisują następujące zależności:

- dla okresu $0 \div t_a$

$$n_1(t) = \frac{t_r}{t_a} \cdot t^2 \quad (5.5)$$

- dla okresu $t_a \div t_b$

$$n_2(t) = -t^2 + t_b \cdot t \quad (5.5)$$

W celu weryfikacji tych modeli i ewentualnego ich udoskonalenia, zebrano informacje o kształtowaniu się nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy ośmiu nowych kopalń węgla kamiennego. Informacje te zaczerpnięto z ZTE tych kopalń. Okazało się, że zarówno model opisany równaniami (5.2) i (5.3), jak i model opisany równaniami (5.4) i (5.5) niedokładnie opisują rzeczywiste rozkłady nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy poszczególnych kopalń. Powstała więc konieczność opracowania modelu, który wystarczająco dokładnie opisałby rozkłady rzeczywiste. W tym celu rzeczywiste rozkłady poddano analizie korelacji i regresji. Wyniki analizy zawarto w tabelicy 5.1. W celu praktycznej weryfikacji tych modeli obliczono - przy ich zastosowaniu - sumę zdyskontowanych na moment początkowy wielkości nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni. Wyniki tych obliczeń podano w tabelicy 5.2. Odchylenia od rozkładów rzeczywistych mieszczą się w granicach od -3,5% do +5,1% dla rozkładów ustalonych za pomocą regresji liniowej. Łatwo zauważyć - biorąc pod uwagę te odchyłki - że model liniowy dostatecznie dokładnie opisuje rozkłady rzeczywiste nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni. Potwierdzają ten fakt również współczynniki korelacji podane w tabelicy 5.1. Tym samym ustalono, że rozkład nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni jest liniowy.

Bezpośrednie wykorzystanie ustalonych, liniowych równań regresji jest bardzo trudne z uwagi na różne cykle budowy zarówno analizowanych, jak i projektowanych kopalń. Dlatego też proponuje się liniowy model teoretyczny, który opisują następujące zależności (rys. 5.3):

Tablica 5.1

Zestawienie równań regresji dla rozkładu nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni

Numer kopalni	Równania regresji	Współczynnik korelacji
1	$n_1(t) = 4,37 + 1,4 \cdot t$ $t \in [0, 7]$ $n_2(t) = 18,04 - 1,31 \cdot t$ $t \in [8, 13]$	0,77 0,99
2	$n_1(t) = -1,31 + 2,8 \cdot t$ $t \in [1, 6]$ $n_2(t) = 21,18 - 1,37 \cdot t$ $t \in [7, 12]$	0,99 0,87
3	$n_1(t) = 2,71 + 2,62 \cdot t$ $t \in [0, 6]$ $n_2(t) = 32,51 - 3,06 \cdot t$ $t \in [7, 10]$	0,92 0,99
4	$n_1(t) = 0,94 + 3,6 \cdot t$ $t \in [0, 4]$ $n_2(t) = 22,16 - 1,71 \cdot t$ $t \in [5, 11]$	0,97 0,91
5	$n_1(t) = 4,78 + 4,05 \cdot t$ $t \in [0, 4]$ $n_2(t) = 29,96 - 3,24 \cdot t$ $t \in [5, 8]$	0,95 0,99
6	$n_1(t) = 5,15 + 3,29 \cdot t$ $t \in [1, 5]$ $n_2(t) = 55,2 - 6,7 \cdot t$ $t \in [6, 8]$	0,91 0,98
7	$n_1(t) = 1,44 + 2,91 \cdot t$ $t \in [0, 5]$ $n_2(t) = 19,39 - 1,41 \cdot t$ $t \in [6, 13]$	0,99 0,88
8	$n_1(t) = -2,21 + 4,49 \cdot t$ $t \in [1, 5]$ $n_2(t) = 38,26 - 3,69 \cdot t$ $t \in [6, 10]$	0,96 0,98

- dla okresu $0 \div t_a$

$$n_1(t) = \frac{2 \cdot (t_r + 1)}{[(t_b + 1) \cdot (t_r + 1) - 1] \cdot t_a} \cdot t \quad (5.6)$$

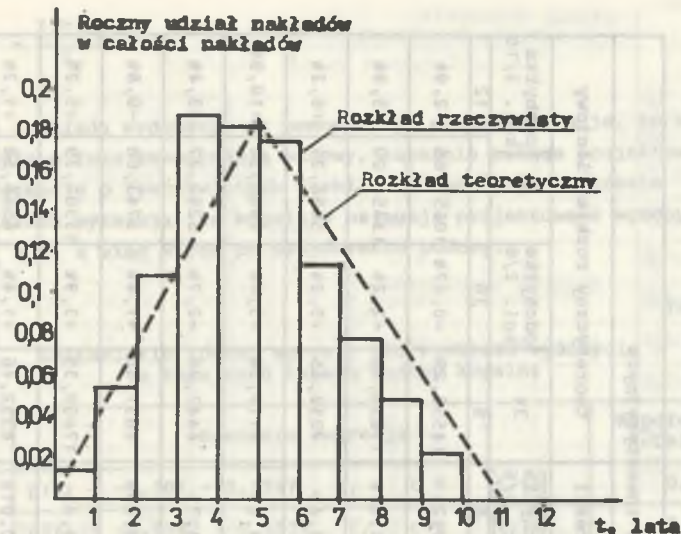
- dla okresu $(t_a + 1) \div t_b$

$$n_2(t) = \frac{2 \cdot (t_b + 1)}{(t_b + 1) \cdot (t_r + 1) - 1} - \frac{2}{(t_b + 1) \cdot (t_r + 1) - 1} \cdot t \quad (5.7)$$

Model ten ustalono przy czterech następujących założeniach:

1. Funkcja $n_1(t)$ dla $t = 0$ przyjmuje wartość zero.

2. Funkcje $n_1(t)$ i $n_2(t)$ przecinają się w punkcie $t = t_a$.



Rys. 5.3. Rzeczywisty dla kop. "Piast" i teoretyczny liniowy rozkład nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni

Fig. Real for "Piast" coal-mine and theoretical linear distribution of investment outlays in the following years of the building of the coal-mine

3. Funkcja $n_2(t)$ dla $t = t_b + 1$ przyjmuje wartość zero.

4. Powierzchnia trójkąta wyznaczonego przez proste $n_1(t)$ i $n_2(t)$ jest równa 1.

Należy zauważyć, że wielkości n_1 i n_2 obliczone dla kolejnych lat okresu budowy kopalni wyrażają udział (w %/100) nakładów w danym roku w całości nakładów.

Na rys. 5.3 pokazano rozkład rzeczywisty dla kopalni "Piast" oraz opisujący go równaniami (5.6) i (5.7) rozkład teoretyczny. Za pomocą zaproponowanego modelu obliczono również sumy zdyskontowanych nakładów dla każdej z ośmiu analizowanych kopalń (tablica 5.2). Odchyłki od rozkładów rzeczywistych mieszczą się w przedziale od -2,7% do +5,8% przy stopie dyskontowej równej 3% i w przedziale od -3,4% do +10,9% przy stopie dyskontowej równej 8%.

Model rozkładu nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni opisany równaniami (5.6) i (5.7) przyjęto do dalszych rozważań.

b) Rozkład wydobywania kopalni

W pracy [134] podano, że rozkład wydobywania kopalni w okresie t_r dostatecznie dokładnie opisuje zależność:

Tablica 5.2

Porównanie różnych rozkładów nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni z rozkładem rzeczywistym

Lp.	Nominalne nakłady inwestycyjne na budowę kopalni	Sumy zdyskontowanych nakładów inwestycyjnych									
		nakłady nominalne zdyskontowane			rozkład nakładów wg równań regresji			teoretyczny rozkład liniowy			
		3%	8%	4%	3%	8%	odchyłka kol. 2/4	odchyłka kol. 3/6	3%	odchyłka kol. 2/8	8%
											odchyłka kol. 3/10
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	17885,71 x 13/7/6	14565,80	10872,00	15171,80	+4,2%	11874,90	+9,2%	14555,29	-0,07%	10657,66	-2,0%
2	21229,70 12/6/6	17471,70	12952,42	17464,30	-0,04%	12956,90	+0,03%	17854,36	+2,2%	13454,00	+3,9%
3	8321/6 10/5/5	6874,79	5257,03	7192,34	+4,6%	5750,32	+9,4%	7232,65	+5,2%	5686,21	+8,2%
4	9382,3 11/4/7	7673,91	5771,40	8017,48	+4,5%	5302,43	+9,2%	8119,54	+5,8%	6400,52	+10,9%
5	7156,2 8/4/4	6630,57	5482,26	6398,76	-3,5%	5387,45	-1,7%	6447,98	-2,7%	5293,27	-3,4%
6	5161,8 8/5/3	4566,05	3771,76	4566,77	+0,01%	3774,06	+0,06%	4631,80	+1,4%	3743,08	-0,8%
7	20980,5 13/5/8	16939,70	12643,40	17802,60	+5,1%	13830,90	+9,4%	17600,35	+3,9%	13302,39	+5,2%
8	9610,0 10/5/5	8240,45	6487,22	8239,72	-0,01%	6486,25	-0,01%	8352,46	+1,4%	6566,58	+1,2%

*Podaje się cykl budowy kopalni: cały cykl budowy (okres budowy do pierwszego wydobycia), okres rozwoju wydobycia.

$$p(t) = \frac{t - t_a}{t_r - t_a}$$

(5.8)

Obliczenie rozkładu wydobycia za pomocą tego modelu powoduje, że w roku $t = t_b$, czyli w roku zakończenia budowy, kopalnia osiąga projektowane wydobycie. Informacje o rzeczywistych rozkładach wydobycia w okresie t_r w nowych kopalniach wykazują, że kopalnie osiągają projektowane wydobycie w roku $t = t_b + 1$, a więc w rok po zakończeniu budowy.

Tablica 5.3

Zestawienie równań regresji dla rozkładu wydobycia w kolejnych latach budowy kopalni

Numer kopalni	Równanie regresji	Współczynnik korelacji
1	$p(t) = -1,107 + 0,1547 \cdot t, \quad t \in [8,14]$	0,99
2	$p(t) = -0,9582 + 0,1529 \cdot t, \quad t \in [7,13]$	0,99
3	$p(t) = -1,4953 + 0,2291 \cdot t, \quad t \in [7,11]$	0,99
4	$p(t) = -0,5507 + 0,1289 \cdot t, \quad t \in [5,12]$	0,99
5	$p(t) = -0,8574 + 0,2082 \cdot t, \quad t \in [5,9]$	0,99
6	$p(t) = -0,7505 + 0,2032 \cdot t, \quad t \in [6,9]$	0,95
7	$p(t) = -0,7077 + 0,1297 \cdot t, \quad t \in [6,13]$	0,99
8	$p(t) = -0,7944 + 0,1625 \cdot t, \quad t \in [6,11]$	0,99

W celu zweryfikowania poglądu, że model liniowy dostatecznie dokładnie opisuje rozwój wydobycia w okresie budowy kopalni, rzeczywiste rozkłady wydobycia poddano analizie korelacji i regresji. Wyniki tej analizy zawarto w tablicy 5.3. Współczynniki korelacji wykazują, że model liniowy dokładnie aproksymuje rozwój wydobycia w okresie od t_a do $t_b + 1$. Ustala się liniowy model teoretyczny wzrostu wydobycia przy następujących założeniach:

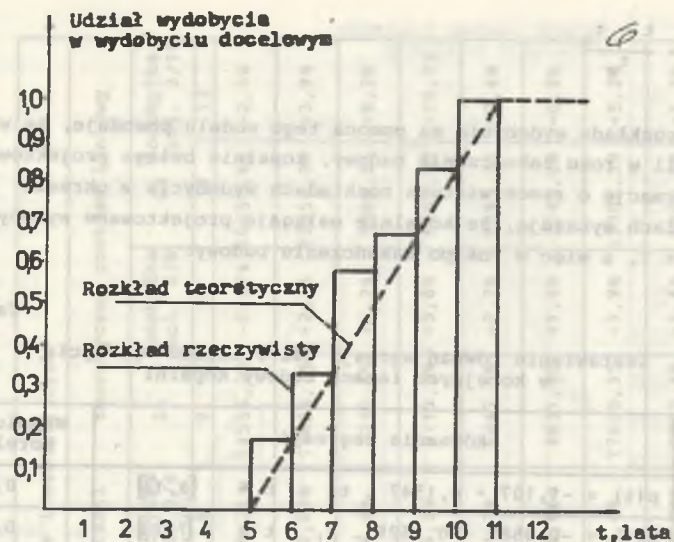
1. W chwili $t = t_a$ wydobycie jest równe zero.
2. W chwili $t = t_b + 1$ wydobycie jest równe 1, czyli kopalnia osiąga projektowane wydobycie.

Model ten ma następującą postać (rys. 5.4):

$$p(t) = \frac{t - t_a}{t_r - t_a + 1}$$

(5.9)

Na rys. 5.4 pokazano rozkład rzeczywisty wydobycia dla kopalni "Piast" oraz opisujący go powyższym równaniem rozkład teoretyczny. Należy zauważyć,



Rys. 5.4. Rzeczywisty dla kop. "Piast" i teoretyczny liniowy rozkład wydobywania kopalni w kolejnych latach budowy

Fig. 5.4. Real for "Piast" coal-mine and theoretical linear distribution of the coal-mine output in the following years of its building

że wielkości "p" obliczone dla kolejnych lat okresu budowy kopalni wyrażają udział wydobywania kopalni w danym roku w wydobywaniu docelowym równym 1.

c) Koszt ruchowy

W pracy [134] podano, że rozkład jednostkowego kosztu ruchowego w okresie t_r dostatecznie dokładnie opisuje zależność:

$$k(t) = -(k_o - k) \cdot \frac{t - t_a}{t_r} + k_o \quad (5.10)$$

Informacje o kształtowaniu się jednostkowego kosztu ruchowego w kolejnych latach okresu t_r w projektowanych kopalniach wykazują, że kopalnie osiągają jego docelowy poziom w okresie od 0 do 4 lat po zakończeniu budowy (średnio po 3 latach). Opierając się na tych informacjach wykonano analizę korelacji i regresji, której wyniki zawarto w tabelicy 5.4. Do analizy przyjęto, że w okresie od t_a do t_b jednostkowy koszt ruchowy jest większy od wielkości docelowej i zmniejsza się od wielkości $k(t_a)$ do wielkości docelowej wg rozkładu liniowego. Współczynniki korelacji wykazują, że model liniowy dostatecznie dokładnie aproksymuje zmniejszanie się jednostkowego kosztu bieżącego w okresie od t_a do $t_b + 3$. Wartości obliczonych współczynników korelacji (tabela 5.4) potwierdzają to założenie.

Tablica 5.4

Zestawienie równań regresji dla rozkładu jednostkowego kosztu bieżącego w kolejnych latach budowy kopalni

Numer kopalni	Równanie regresji	Współczynnik korelacji
1	$k(t) = 3,347 - 0,1804 \cdot t, \quad t \in [8, 14]$	0,90
2	$k(t) = 2,182 - 0,08833 \cdot t, \quad t \in [7, 15]$	0,87
3	$k(t) = 3,968 - 0,2496 \cdot t, \quad t \in [7, 13]$	0,90
4	$k(t) = 3,774 - 0,2217 \cdot t, \quad t \in [5, 14]$	0,96
5	$k(t) = 2,453 - 0,1373 \cdot t, \quad t \in [5, 12]$	0,87
6	$k(t) = 2,783 - 0,1574 \cdot t, \quad t \in [6, 11]$	0,95
7	$k(t) = 1,783 - 0,0623 \cdot t, \quad t \in [6, 13]$	0,96
8	$k(t) = 3,306 - 0,1946 \cdot t, \quad t \in [6, 12]$	0,99

W celu ustalenia teoretycznego modelu liniowego przyjęto następujące założenia:

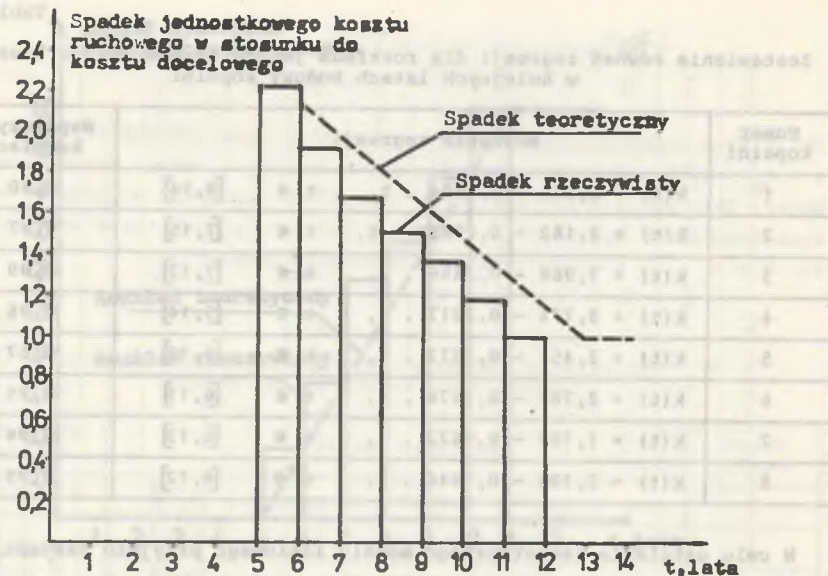
1. W roku $t = t_a + 1$ jednostkowy koszt ruchowy jest większy 2,15 razy od kosztu docelowego (jest to wartość średnia z ośmiu analizowanych kopalń).
2. Docelowy jednostkowy koszt ruchowy zostaje osiągnięty w roku $t_b + 3$, czyli w 3 lata po zakończeniu budowy kopalni.

Model ten ma następującą postać (rys. 5.5):

$$k(t) = \left[\frac{1,15}{t_r + 2} \cdot (t_b + 3) + 1 \right] - \frac{1,15}{t_r + 2} \cdot t \quad (5.11)$$

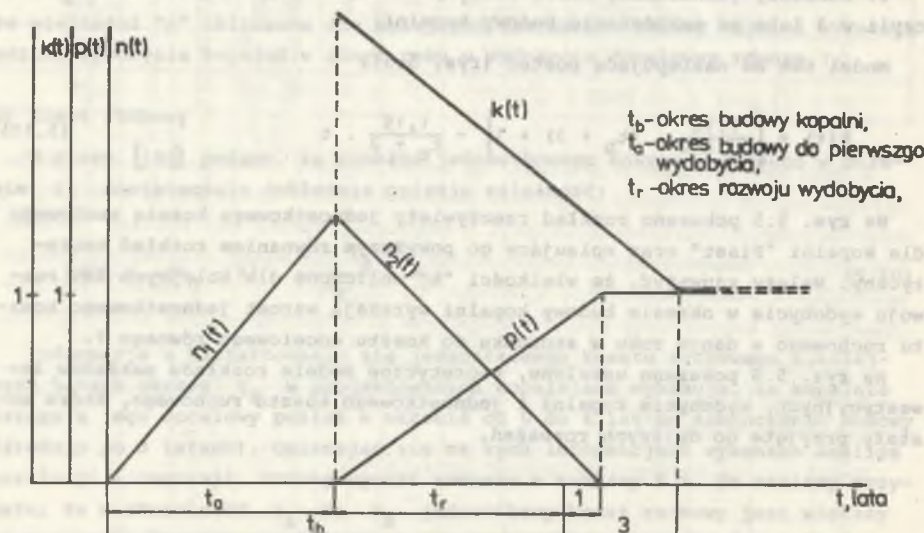
Na rys. 5.5 pokazano rozkład rzeczywisty jednostkowego kosztu ruchowego dla kopalni "Piast" oraz opisujący go powyższym równaniem rozkład teoretyczny. Należy zauważyć, że wielkości "k" obliczone dla kolejnych lat rozwoju wydobywania w okresie budowy kopalni wyrażają wzrost jednostkowego kosztu ruchowego w danym roku w stosunku do kosztu docelowego równego 1.

Na rys. 5.6 pokazano ustalone, teoretyczne modele rozkładu nakładów inwestycyjnych, wydobywania kopalni i jednostkowego kosztu ruchowego, które zostały przyjęte do dalszych rozważań.



Rys. 5.5. Rzeczywisty dla kop. "Piast" i teoretyczny liniowy spadek jednostkowy kosztu ruchowego w kolejnych latach budowy kopalni

Fig. 5.5. Real for "Piast" coal-mine and theoretical linear decline of the elementary operating cost in the following years of its building



Rys. 5.6. Teoretyczne rozkłady nakładów inwestycyjnych ($n_1(t)$, $n_2(t)$), wydobywania kopalni ($p(t)$) i jednostkowego kosztu ruchowego ($k(t)$) w kolejnych latach budowy kopalni

Fig. 5.6. Theoretical distributions of ($n_1(t)$, $n_2(t)$) investment outlays, the coal-mine output and the elementary operating cost in the following years of the building of the coal-mine

6. TEORETYCZNE OKREŚLENIE OPTYMALNEJ WIELKOŚCI WYDOBYCIA PROJEKTOWANEJ KOPALNI Z PUNKTU WIDZENIA UZYSKANIA MAKSYMALNEJ EKONOMICZNEJ EFEKTYWNOŚCI INWESTYCJI

6.1. Analiza ekonomicznych kryteriów podejmowania decyzji projektowych i inwestycyjnych w górnictwie węglowym

Rozważania zawarte w tym punkcie zaczerpnięto z publikacji autora [53]. Ich celem było przeprowadzenie analizy porównawczej kryteriów ekonomicznych, które mogą być stosowane w procesie podejmowania decyzji projektowych. Przytoczenie ich tutaj jest konieczne dla jasności dalszych rozważań, a w szczególności w celu ustalenia kryterium, które będzie stosowane w dalszym ciągu pracy w zakresie wyznaczania optymalnej wielkości wydobywania projektowanej kopalni.

Analizie poddano następujące wskaźniki ekonomiczne:

- 1) jednostkowy koszt własny wydobywania K_j , zł/t,
- 2) rentowność produkcji R_E , %/100,
- 3) wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji wg formuły uproszczonej E_U , zł/zł,
- 4) wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji wg formuły rozwiniętej - postać ilorazowa E_I , zł/zł,
- 5) wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji wg formuły rozwiniętej - postać różnicowa E_R , zł,
- 6) roczna rata wartości kapitałowej R_K , zł/rok,
- 7) wewnętrzna stopa procentowa WSP, %.

W pierwszych trzech wskaźnikach nie występuje czynnik czasu, pozostałe cztery natomiast oblicza się z uwzględnieniem go w postaci rachunku aktualizacji. Poniżej podaje się krótkie omówienie powyższych wskaźników.

1. Jednostkowy koszt własny wydobywania

Panuje pogląd, że wskaźnik ten stanowi najlepsze kryterium optymalizacji wielkości kopalni. Ujmuje on nakłady finansowe wyrażające nakład pracy poniesiony na uzyskanie jednostki produkcji, przy czym obejmują one koszt prowadzenia eksploatacji oraz nakłady inwestycyjne w postaci kosztu amortyzacji. Nie ujmuje on natomiast wartości produkcji oraz rozkładu nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni, co można potraktować jako niedogodność tego wskaźnika.

2. Rentowność produkcji

Określa się ją jako wskaźnik wyrażający zyski z produkcji odniesione do kosztów związanych z jej uzyskaniem. Obliczona w ten sposób stopa rentowności jest względną miarą efektywności wydatków wyrażonych w koszcie własnym. Wskaźnik ten można wyrazić wzorem:

$$R_E = \frac{Z_j}{K_j} = \frac{C_j - K_j}{K_j} = \frac{C_j}{K_j} - 1 \quad (6.6)$$

gdzie:

- Z_j - jednostkowy zysk, zł/t,
- K_j - jednostkowy koszt własny, zł/t,
- C_j - jednostkowa cena zbytu węgla, zł/t.

3. Wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji wg formuły uproszczonej

Wartość tego wskaźnika oblicza się ze wzoru:

$$E_u = \frac{P - K}{I \cdot (1 + \frac{b \cdot r}{2}) \cdot (r + s) + B \cdot r} \quad (6.2)$$

gdzie:

- P - przewidywana wartość rocznej produkcji, zł/rok,
- K - przewidywany koszt bieżący rocznej produkcji, zł/rok,
- I - nominalne nakłady inwestycyjne na budowę kopalni, zł,
- b - okres budowy kopalni, lata,
- r - kalkulacyjna stopa procentowa, %/100,
- s - średnia stawka amortyzacji środków trwałych, %/100,
- B - nakłady na stworzenie zapasu środków obrotowych, zł.

Wskaźnik E_u (wyrażony w zł/zł) ocenia efektywność wydatkowania nakładów kapitałowych na uzyskanie rocznej produkcji. Opiera się on na kategorii zysku, przy czym zysk roczny $P-K$ (bez uwzględnienia kosztu amortyzacji) jest odniesiony do części nakładów inwestycyjnych wraz z ich zamrożeniem. Taka konstrukcja wskaźnika oznacza, że efektywność inwestycji jest zapewniona, gdy wartość wskaźnika jest większa od jedności.

4. Wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji wg formuły rozwiniętej - postać ilorazowa

Wartość tego wskaźnika oblicza się ze wzoru:

$$E_I = \frac{\sum_{t=1}^m (P_t - K_t) \cdot (1 + r)^{-t}}{\sum_{t=0}^m N_t \cdot (1 + r)^{-t}} \quad (6.3)$$

gdzie:

m - okres obliczeniowy wskaźnika, lata.

Składa się on z okresu realizacji inwestycji b oraz z kalkulacyjnego okresu eksploatacji n , który oblicza się za pomocą wzoru:

$$n = \frac{\ln \frac{r + s}{s}}{\ln (1 + r)} \quad (6.4)$$

gdzie:

- r, s - jak wyżej,
- P_t, K_t - wartość rocznej produkcji i kosztu bieżącego w kolejnych t latach realizacji i eksploatacji inwestycji, zł/rok,
- N_t - wartość nakładów kapitałowych w kolejnych t latach realizacji i eksploatacji inwestycji, zł/rok.

Wskaźnik ten ma identyczną wymowę do wskaźnika E_u podanego poprzednio, przy czym należy podkreślić, że uwzględnia on czynnik czasu.

5. Wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji wg formuły rozwiniętej - postać różnicowa

Jego wartość oblicza się ze wzoru

$$E_R = \sum_{t=0}^m (P_t - K_t - N_t) \cdot (1 + r)^{-t} \quad (6.5)$$

Znaczenie jego elementów jak we wzorze (6.3).

Wskaźnik ten określa wartość zysku w okresie obliczeniowym w wyniku realizacji i eksploatacji inwestycji. Postać wskaźnika oznacza, że efektywność inwestycji występuje, gdy ma on wartość dodatnią. Wskaźnik ten jest równoznaczny z wartością kapitałową inwestycji dla ustalonego okresu obliczeniowego.

6. Roczna rata kapitałowa

Jej wartość oblicza się za pomocą wzoru

$$R_K = E_R \cdot \frac{(1 + r)^m \cdot r}{(1 + r)^m - 1} \quad (6.6)$$

Wskaźnik ten określa wartość rocznego zaktualizowanego zysku w przyjętym okresie obliczeniowym. Oblicza się go rozkładając wartość kapitałową na równe roczne raty, przez co eliminuje się wpływ długości okresu obliczeniowego m na wartość zysku w tym okresie. Szczególnie przydatny może być przy porównywaniu wariantów projektowych inwestycji.

7. Wewnętrzna stopa procentowa

Jest to taka kalkulacyjna stopa procentowa, przy której suma wartości wydatków i wpływów zdyskontowanych na moment początkowy jest równa zeru. Mówiąc inaczej, wewnętrzna stopa procentowa zeruje wartość kapitałową inwestycji. Określa ona wydajność kapitału zaangażowanego w realizację ocenianej inwestycji. Efektywność inwestycji jest zapewniona, gdy wewnętrzna stopa procentowa jest większa od kalkulacyjnej stopy procentowej. Jej istotną zaletą jest to, że pozwala oceniać efektywność inwestycji niezależnie od wielkości kalkulacyjnej stopy procentowej przyjmowanej do obliczania wartości trzech poprzednich wskaźników.

Z powyższych wskaźników w praktyce projektowej polskiego górnictwa węglowego stosowane były dotychczas:

- jednostkowy koszt własny wydobycia - jako kryterium optymalizacji wielkości kopalni [9, 42, 44],
- wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji wg formuły uproszczonej - jako kryterium w ocenie wariantów projektu koncepcyjnego,
- wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji wg formuły rozwiniętej w postaci ilorazowej - w Założeniach Techniczno-Ekonomicznych do oceny efektywności ekonomicznej budowy nowej kopalni jako podstawa do podjęcia decyzji o budowie.

W tablicy 6.1 zestawiono wartości powyższych wskaźników dla siedmiu kopalń nowych. Należy jednak podkreślić, że wartości wskaźników obliczone dla poszczególnych kopalń są nieporównywalne z uwagi na różne poziomy cen w przypadku każdej z kopalń.

W celu przeprowadzenia analizy porównawczej tych wskaźników przyjęto następujące założenia techniczne i ekonomiczne:

1. Okres budowy kopalni wynosi $t_b = 10$ lat, przy czym pierwsze wydobycie będzie uzyskane po okresie $t_a = 6$ lat.
2. Rozkład nakładów inwestycyjnych w kolejnych latach budowy kopalni ma przebieg liniowy, jak to przedstawiono w punkcie 5.3 (wzory 5.6 i 5.7).
3. Rozwój wydobycia w kolejnych latach okresu t ma przebieg liniowy, jak to przedstawiono w punkcie 5.3 (wzór 5.9).
4. Jednostkowy koszt ruchowy w okresie rozwoju wydobycia zmienia się zgodnie ze wzorem (5.11).
5. Cena zbytu węgla wynosi 900 zł/t (poziom cen 1978 r.).
6. Okres obliczeniowy wskaźnika jest stały i wynosi 20 lat.
7. Zależność nakładów inwestycyjnych N (mln zł) na budowę kopalni, od wydobycia dobowego kopalni W (t/d) ustalono na podstawie danych statystycznych zawartych w pracy [64] i ma następującą postać:

$$N = -300 + 0,6068 \cdot W$$

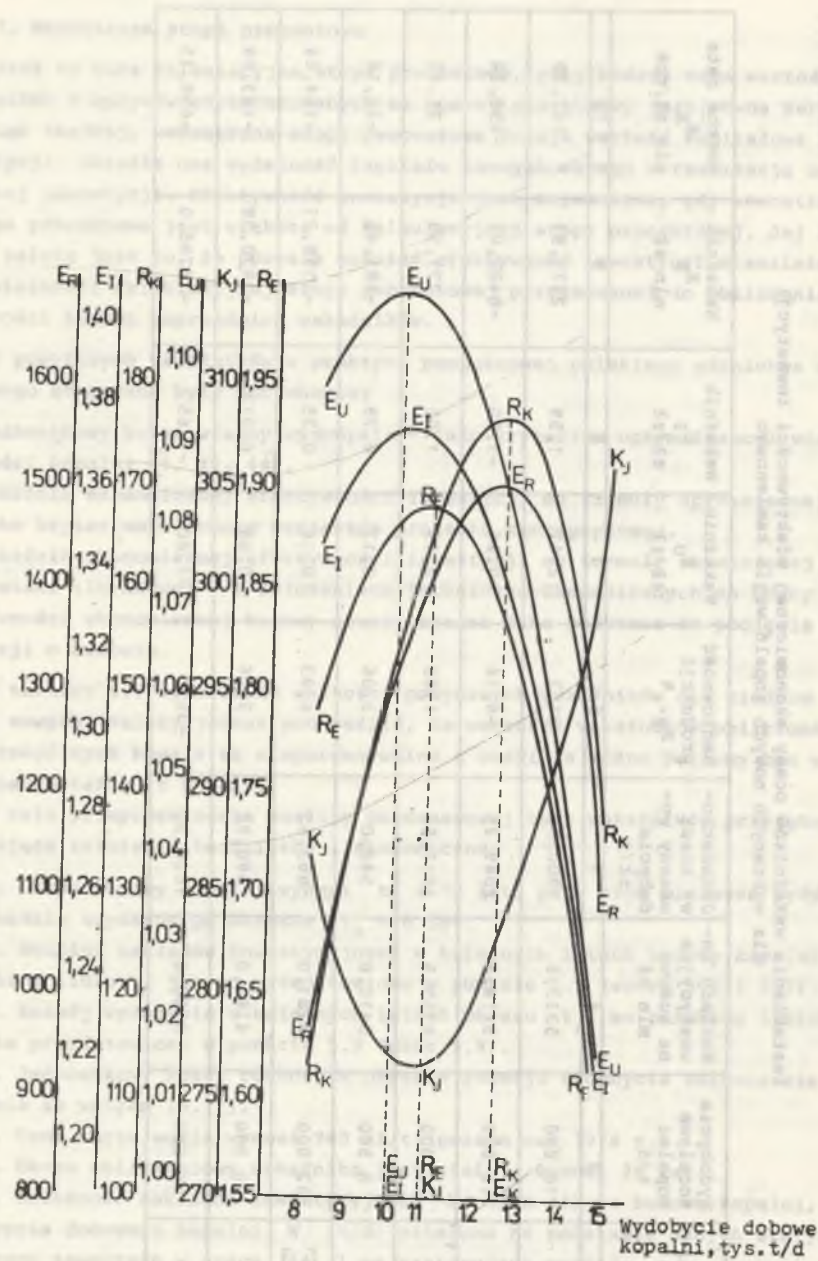
(6.7)

$$W \in [8000, 15000] \text{ t/d}$$

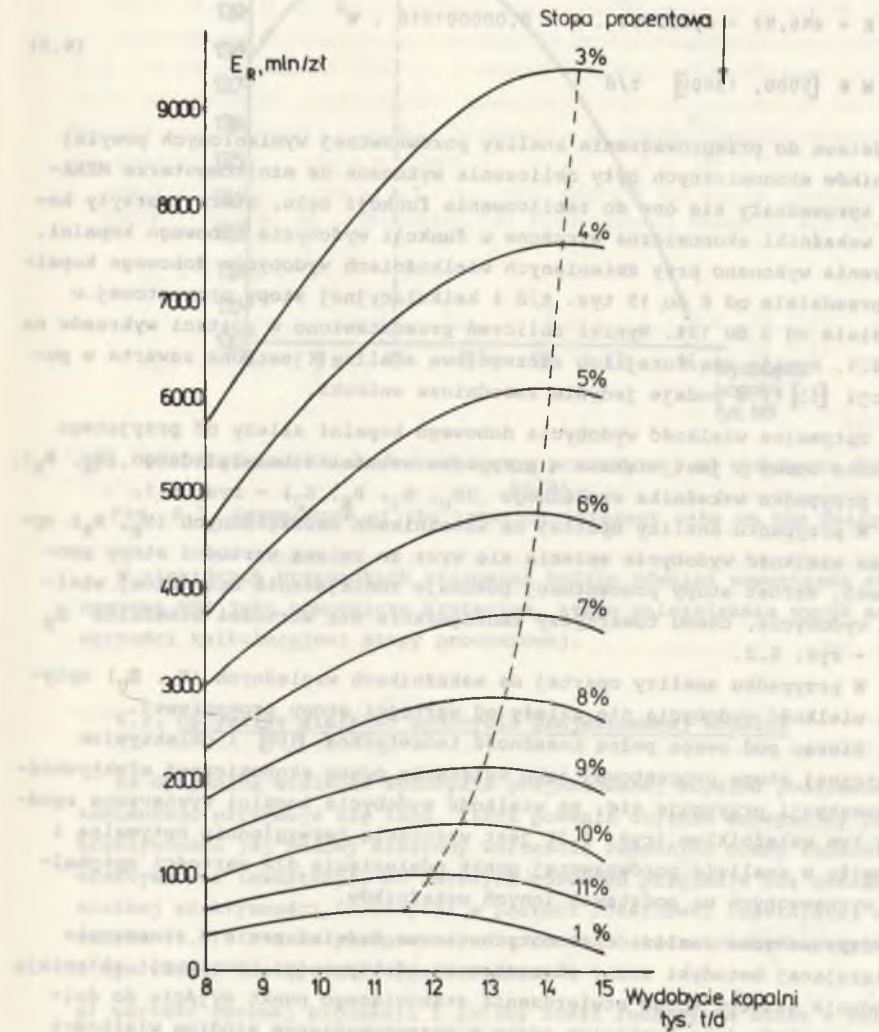
Tablica 6.1

Zestawienie wskaźników oceny ekonomicznej efektywności inwestycji dla wybranych nowych kopalń węgla kamiennego

lp.	Kopalnia	Wydobycie docelowe kopalni t/d	Nakłady inwestycyjne na budowę mln zł	Jednostkowy koszt własny wydobycia zł/t	Rentowność produkcji $R_E, \%$	Wskaźnik E_U zł/zł	Wskaźnik E_I zł/zł	Wskaźnik E_R mln zł	Roczna rata R_K mln zł/rok
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	A	10 000	5333,6	1900,88	21,2	2,41	1,59	2571,93	147,70
2	B	15 000	5119,4	2049,25	-6,14	-0,94	-1,80	-8422,04	-459,54
3	C	25 000	8355,5	2017,85	1,03	0,19	1,05	373,59	21,45
4	D	8 500	3410,6	540,0	3,06	0,12	0,79	-481,46	-23,18
5	E	12 000	6281,0	683,67	4,93	0,18	0,25	-3198,77	-154,04
6	F	10 000	4283,0	580,88	2,06	0,08	0,012	-2970,38	-143,04
7	G	10 000	6388,6	1029,50	-36,0	-1,80	-1,65	-12795,0	-698,15



Rys. 6.1. Zależności wskaźników ekonomicznych od wydobywania dobowego kopalni
Fig. 6.1. Dependence of economic indices on the daily output



Rys. 6.2. Zależność wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji wg formuły różnicowej rozwinętej od wydobywania dobowego kopalni dla różnych wartości stopy dyskontowej

Fig. 6.2. Dependence of economic effectiveness evaluation index according to developed differential formula on the daily output

8. Zależność kosztu ruchowego K (zł/t) od wydobycia dobowego kopalni $W(t/d)$ zaczerpnięto z pracy [19], ma ona postać (bez kosztu amortyzacji):

$$K = 446,92 - 0,032154 \cdot W + 0,000001518 \cdot W^2 \quad (6.8)$$

$W \in [5000, 15000] \quad t/d$

Podstawą do przeprowadzenia analizy porównawczej wymienionych powyżej wskaźników ekonomicznych były obliczenia wykonane na minikomputerze MERA-400 i sprowadzały się one do tablicowania funkcji celu, którą tworzyły kolejne wskaźniki ekonomiczne wyrażone w funkcji wydobycia dobowego kopalni. Obliczenia wykonano przy zmienianych wielkościach wydobycia dobowego kopalni w przedziale od 8 do 15 tys. t/d i kalkulacyjnej stopy procentowej w przedziale od 3 do 12%. Wyniki obliczeń przedstawiono w postaci wykresów na rys. 6.1. Pomija się tutaj ich szczegółową analizę (jest ona zawarta w publikacji [53]), a podaje jedynie zasadnicze wnioski.

1. Optymalna wielkość wydobycia dobowego kopalni zależy od przyjętego wskaźnika oceny i jest większa w przypadku wskaźnika bezwzględnego (E_R, R_K), niż w przypadku wskaźnika względnego (E_U, E_I, R_E, K_J) - rys. 6.1.

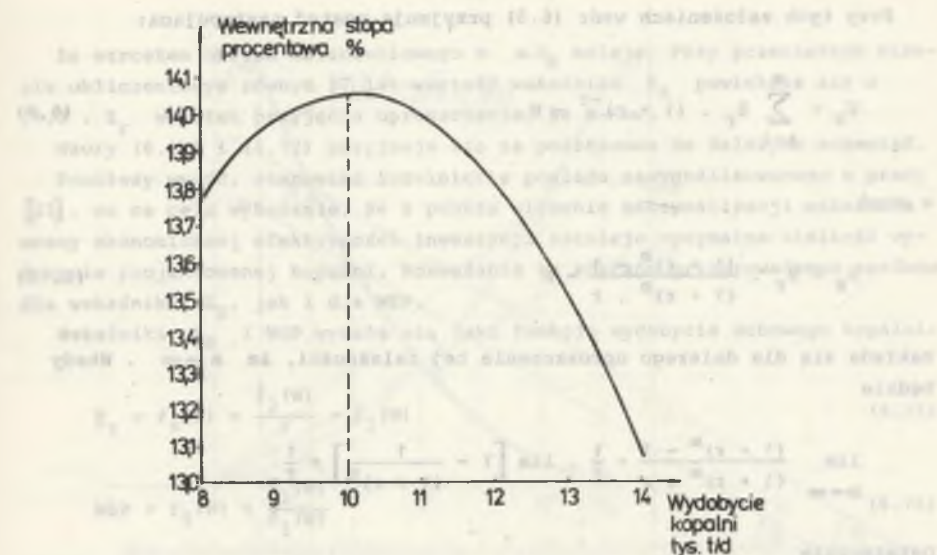
2. W przypadku analizy opartej na wskaźnikach bezwzględnych (E_R, R_K) optymalna wielkość wydobycia zmienia się wraz ze zmianą wartości stopy procentowej. Wzrost stopy procentowej powoduje zmniejszenie optymalnej wielkości wydobycia, czemu towarzyszy zmniejszanie się wartości wskaźnika E_R oceny - rys. 6.2.

3. W przypadku analizy opartej na wskaźnikach względnych (E_I, E_U) optymalna wielkość wydobycia nie zależy od wartości stopy procentowej.

4. Biorąc pod uwagę pełną zasadność teoretyczną [109] i obiektywizm wewnętrznej stopy procentowej jako wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji przyjmuje się, że wielkość wydobycia kopalni wyznaczona zgodnie z tym wskaźnikiem (rys. 6.3) jest wartością bezwzględnie optymalną i stanowiła w analizie porównawczej punkt odniesienia dla wartości optymalnych wyznaczonych na podstawie innych wskaźników.

Przeprowadzona analiza oraz dotychczasowe doświadczenia w stosowaniu obowiązującej metodyki oceny ekonomicznej efektywności inwestycji skłaniają do podania następującego stwierdzenia stanowiącego punkt wyjścia do dalszych rozważań: jako kryterium oceny w przeprowadzonym studium wielkości wydobycia projektowanej kopalni węgla kamiennego będzie stosowany wskaźnik oceny ekonomicznej efektywności inwestycji E_R wg formuły rozwiniętej w postaci różnicowej. Przemawiają za tym dodatkowo następujące względy:

- oparcie konstrukcji wskaźnika na kategorii zysku,
- wyrażenie wartości wskaźnika w bezwzględnych jednostkach finansowych.



Rys. 6.3. Zależność wewnętrznej stopy procentowej od wydobycia dobowego kopalni

Fig. 6.3. Dependence of the interior interest rate on the daily output

W niektórych przypadkach stosowana będzie również wewnętrzna stopa procentowa WSP jako pomocnicze kryterium, które uniezależnia wynik analizy od wartości kalkulacyjnej stopy procentowej.

6.2. Optymalna wielkość wydobycia projektowanej kopalni

Za optymalną wielkość wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego przyjmuje się taką, która pozwala uzyskać maksymalny poziom efektywności jej budowy mierzony wartością wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. Do dalszych rozważań przyjmuje się wskaźnik ekonomicznej efektywności inwestycji w postaci różnicowej rozwiniętej wyrażony wzorem (6.5). W celu przeprowadzenia rozważań teoretycznych przyjmuje się w tym wzorze następujące uproszczenia:

- wartość rocznej produkcji i roczny koszt ruchowy są stałe w kolejnych latach okresu n : $P_1 = P_2 = \dots P_t \dots = P$, $K_1 = K_2 = \dots K_t \dots = K$,
- różnicę ($P_t - K_t$) określa się jako roczny zysk Z_t bez uwzględnienia kosztu amortyzacji, $Z_t = P - K$,
- wielkość nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni przyjmuje się w wysokości N i jest ona skoncentrowana w jednym momencie czasowym.

Przy tych założeniach wzór (6.5) przyjmuje postać następującą:

$$E_R = \sum_{t=1}^m Z_r \cdot (1+r)^{-t} - N \quad (6.9)$$

a stąd

$$E_R = Z_r \cdot \frac{(1+r)^m - 1}{(1+r)^m \cdot r} - N \quad (6.10)$$

Zakłada się dla dalszego uproszczenia tej zależności, że $m \rightarrow \infty$. Wtedy będzie

$$\lim_{m \rightarrow \infty} \frac{(1+r)^m - 1}{(1+r)^m \cdot r} = \frac{1}{r} \cdot \lim_{m \rightarrow \infty} \left[1 - \frac{1}{(1+r)^m} \right] = \frac{1}{r}$$

Ostatecznie

$$E_R = \frac{Z_r}{r} - N \quad (6.11)$$

Jeżeli przyjmie się, że $E_R = 0$, to uzyskuje się zależność:

$$r = \text{WSP} = \frac{Z_r}{N}$$

Należy ustalić w tym miejscu, jak zmienia się wartość wskaźnika E_R wskutek przyjęcia uproszczenia, że $m \rightarrow \infty$, tzn. o ile większa jest wartość wskaźnika E_R w stosunku do jego wartości przy okresie obliczeniowym m :

$$\Delta E_R = \frac{Z_r}{r} - N - \left(\sum_{t=1}^m Z_r \cdot (1+r)^{-t} - N \right) \quad (6.13)$$

$$\Delta E_R = \frac{Z_r}{(1+r)^m \cdot r} \quad (6.14)$$

dla $m = 37$ lat (okres budowy $b = 7$ lat i kalkulacyjny okres eksploatacji $n = 30$ lat)

$$\Delta E_R = 11,2 \cdot Z_r$$

dla $m = 100$ lat $\Delta E_R = 1,73 \cdot Z_r$

Ze wzrostem okresu obliczeniowego m ΔR_R maleje. Przy przeciętnym okresie obliczeniowym równym 37 lat wartość wskaźnika E_R powiększa się o $11,2 \cdot Z_r$ wskutek przyjęcia uproszczenia, że $m \rightarrow \infty$.

Wzory (6.11) i (6.12) przyjmuje się za podstawowe do dalszych rozważań.

Poniższy wywód, stanowiąc rozwinięcie poglądu zasygnalizowanego w pracy [23], ma na celu wykazanie, że z punktu widzenia maksymalizacji wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji istnieje optymalna wielkość wydobycia projektowanej kopalni. Rozważania te zostaną przeprowadzone zarówno dla wskaźnika E_R , jak i dla WSP.

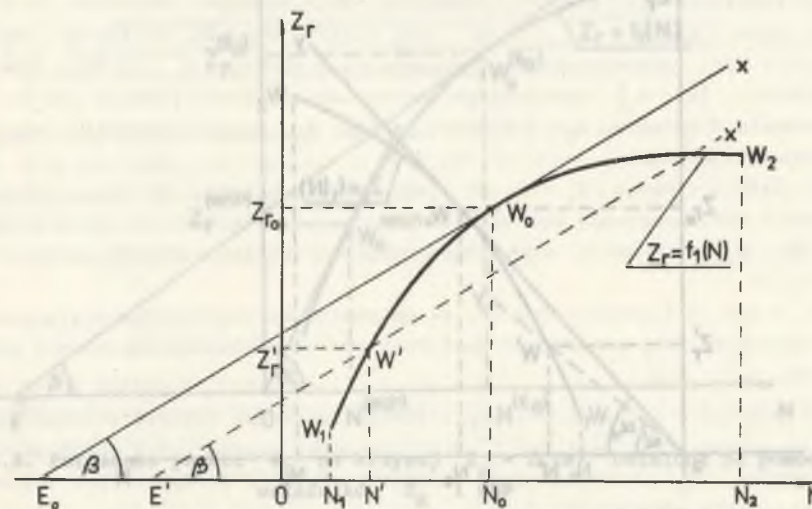
Wskaźniki E_R i WSP wyraża się jako funkcje wydobycia dobowego kopalni:

$$E_R = f_4(W) = \frac{f_2(W)}{r} - f_3(W) \quad (6.15)$$

$$\text{WSP} = f_5(W) = \frac{f_2(W)}{f_3(W)} \quad (6.16)$$

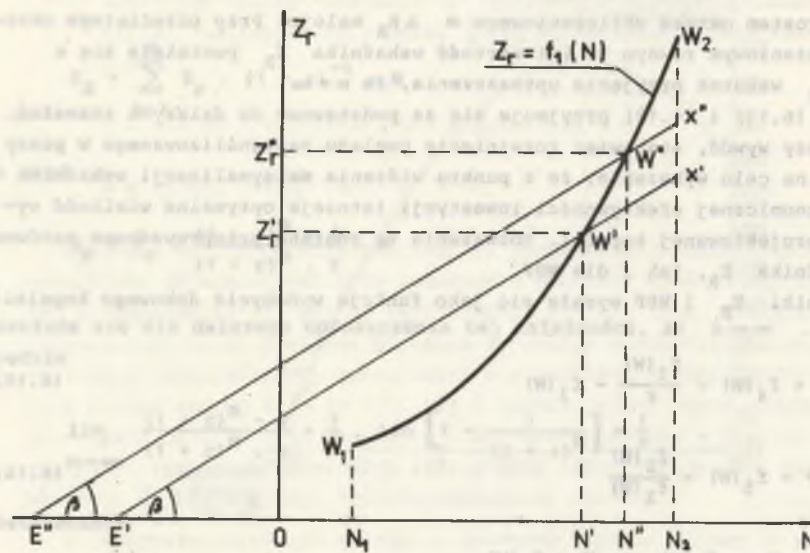
przy czym $Z_r = f_2(W)$ i $N = f_3(W)$.

W celu interpretacji funkcji (6.15) i (6.16) oraz poszukiwania ich wartości maksymalnych wygodnie jest wprowadzić układ współrzędnych prostokątnych, w którym na dodatniej części osi odciętej odmierza się wielkości nakładów inwestycyjnych N , a na osi rzędnych wielkości rocznych zysków Z_r . W tym układzie współrzędnych funkcje $Z_r = f_2(W)$ i $N = f_3(W)$ są równaniami parametrycznymi funkcji $Z_r = f_1(N)$. Na rysunkach 6.4, 6.5, 6.6, 6.7



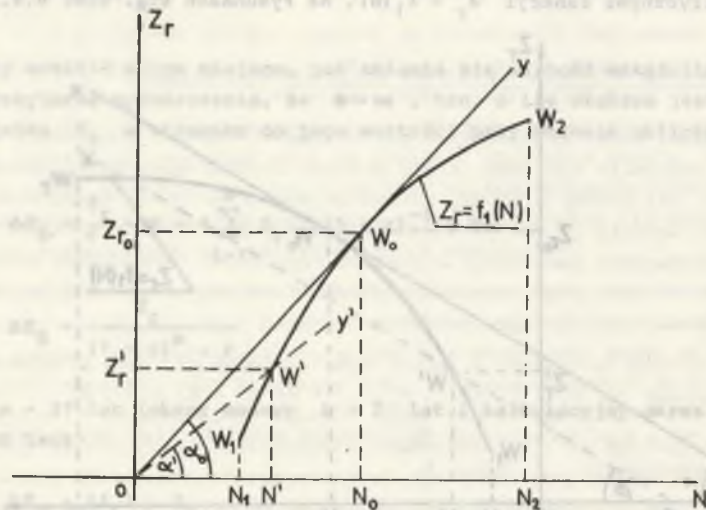
Rys. 6.4. Wykres funkcji $Z_r = f_1(N)$ - krzywa wypukła

Fig. 6.4. Graph of a function $Z_r = f_1(N)$ - convex curve



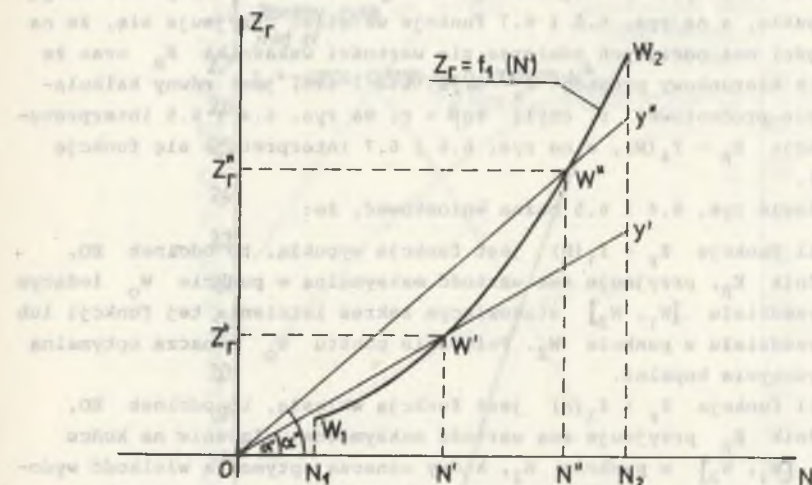
Rys. 6.5. Wykres funkcji $Z_r = f_1(N)$ - krzywa wklęsła

Fig. 6.5. Graph of a function $Z_r = f_1(N)$ - concave curve



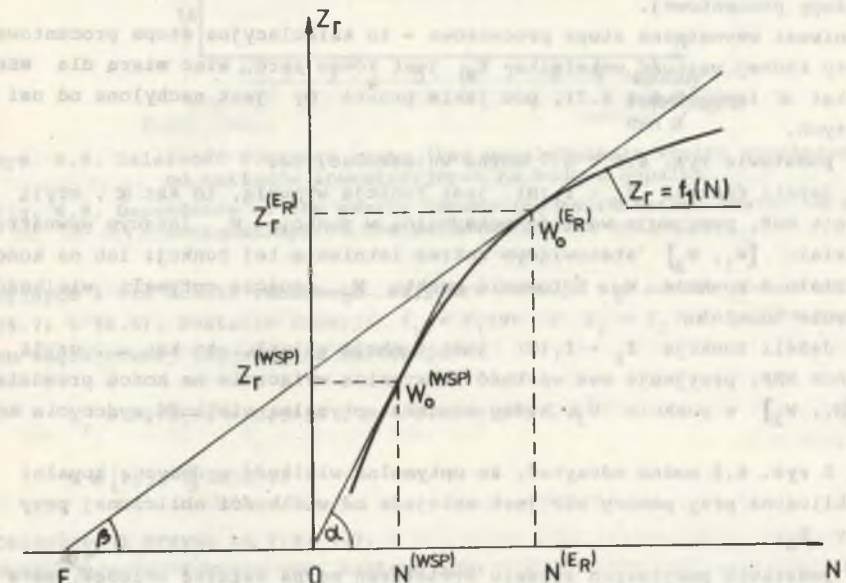
Rys. 6.6. Wykres funkcji $Z_r = f_1(N)$ - krzywa wypukła

Fig. 6.6. Graph of a function $Z_r = f_1(N)$ - convex curve



Rys. 6.7. Wykres funkcji $Z_r = f_1(N)$ - krzywa wklęsła

Fig. 6.7. Graph of a function $Z_r = f_1(N)$ - concave curve



Rys. 6.8. Położenie punktu W_0 na krzywej $Z_r = f_1(N)$ ustalone za pomocą wskaźników E_R i WSP

Fig. 6.8. W_0 point position on $Z_r = f_1(N)$ curve determined by E_R and WSP indices

i 6.8 wykreślono krzywe dla tej funkcji. Na rys. 6.4 i 6.6 krzywe obrazują funkcje wypukłe, a na rys. 6.5 i 6.7 funkcje wklęsłe. Przyjmuje się, że na ujemnej części osi odciętych odmierza się wartości wskaźnika E_R oraz że współczynnik kierunkowy prostej E_x (rys. 6.4 i 6.5) jest równy kalkulacyjnej stopie procentowej r , czyli $\tan \beta = r$. Na rys. 6.4 i 6.5 interpretuje się funkcję $E_R = f_4(W)$, a na rys. 6.6 i 6.7 interpretuje się funkcję $WSP = f_5(W)$.

Na podstawie rys. 6.4 i 6.5 można wnioskować, że:

1. Jeżeli funkcja $Z_r = f_1(N)$ jest funkcją wypukłą, to odcinek EO, czyli wskaźnik E_R , przyjmuje swą wartość maksymalną w punkcie W_0 leżącym wewnątrz przedziału $[W_1, W_2]$ stanowiącym zakres istnienia tej funkcji lub na końcu przedziału w punkcie W_2 . Położenie punktu W_0 oznacza optymalną wielkość wydobycia kopalni.
2. Jeżeli funkcja $Z_r = f_1(N)$ jest funkcją wklęsłą, to odcinek EO, czyli wskaźnik E_R , przyjmuje swą wartość maksymalną wyłącznie na końcu przedziału $[W_1, W_2]$ w punkcie W_2 , który oznacza optymalną wielkość wydobycia kopalni.
3. Jeżeli punkt W_0 leży wewnątrz przedziału $[W_1, W_2]$, to jego położenie zależy od wielkości kąta β , czyli od wielkości kalkulacyjnej stopy procentowej. Optymalna wielkość wydobycia zależy więc od wielkości kalkulacyjnej stopy procentowej.

Ponieważ wewnętrzna stopa procentowa - to kalkulacyjna stopa procentowa r , przy której wartość wskaźnika E_R jest równa zero, więc miarą dla WSP jest kąt α (rys. 6.6 i 6.7), pod jakim prosta Oy jest nachylona od osi odciętych.

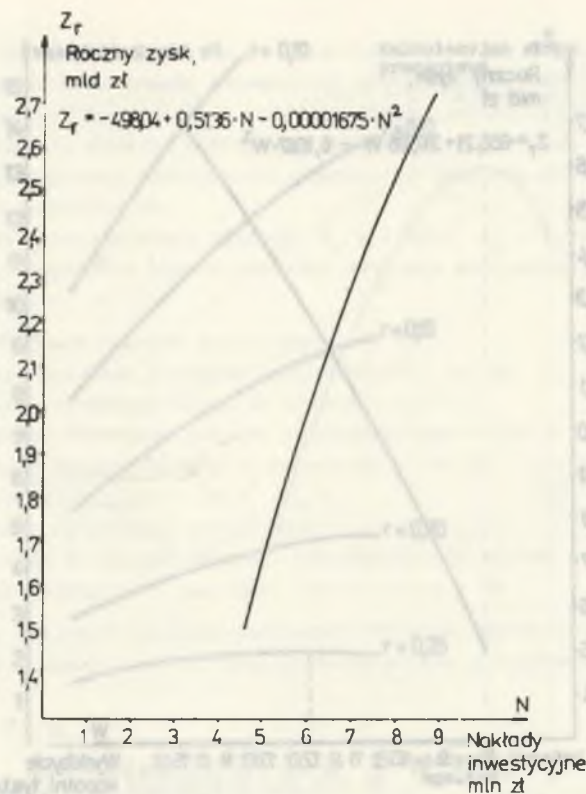
Na podstawie rys. 6.6 i 6.7 można wnioskować, że:

4. Jeżeli funkcja $Z_r = f_1(N)$ jest funkcją wypukłą, to kąt α , czyli wskaźnik WSP, przyjmuje wartość maksymalną w punkcie W_0 leżącym wewnątrz przedziału $[W_1, W_2]$ stanowiącym zakres istnienia tej funkcji lub na końcu przedziału w punkcie W_2 . Położenie punktu W_0 oznacza optymalną wielkość wydobycia kopalni.
5. Jeżeli funkcja $Z_r = f_1(N)$ jest funkcją wklęsłą, to kąt α , czyli wskaźnik WSP, przyjmuje swą wartość maksymalną wyłącznie na końcu przedziału $[W_1, W_2]$ w punkcie W_2 , który oznacza optymalną wielkość wydobycia kopalni.

6. Z rys. 6.8 można odczytać, że optymalna wielkość wydobycia kopalni W_0 obliczona przy pomocy WSP jest mniejsza od wielkości obliczonej przy pomocy E_R .

Na podstawie powyższych sześciu stwierdzeń można ustalić wniosek, że z punktu widzenia maksymalizacji wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji (E_R i WSP) istnieje optymalna wielkość wydobycia projektowanej kopalni węgla kamiennego.

Przeprowadzone rozważania teoretyczne zostaną sprawdzone na grunt praktyki projektowej przez zastosowanie konkretnych zależności dla funkcji $Z_r = f_2(W)$ i $N = f_3(W)$. Wykorzystane zostaną modele dla nakładów inwesty-



Rys. 6.9. Zależność rocznego zysku (bez uwzględnienia kosztu amortyzacji) od nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni

Fig. 6.9. Dependence of the yearly income (no amortization costs) on investment outlays of the building of the coal-mine

cyjnych i dla kosztu ruchowego. Najpierw stosuje się modele podane wzorami (6.7) i (6.8). Postacie funkcji $Z_r = f_1(N)$ i $Z_r = f_2(W)$ przy cenie zbytu węgla równej 900 zł/t są następujące:

$$Z_r = -498,04 + 0,5136 \cdot N - 0,00001675 \cdot N^2 \quad (6.17)$$

$$N \in [4,5; 9] \text{ mld zł}$$

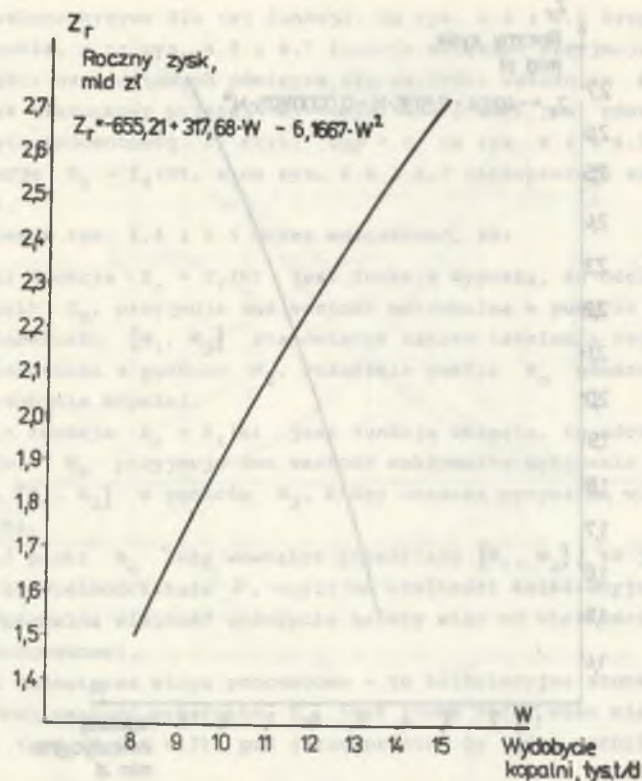
Obrazuje ją krzywa na rys. 6.9.

Postać drugiej funkcji jest następująca:

$$Z_r = -655,21 + 317,68 \cdot W - 6,1667 \cdot W^2 \quad (6.18)$$

$$W \in [5;15] \text{ tys. t/d}$$

Obrazuje ją krzywa na rys. 6.10.



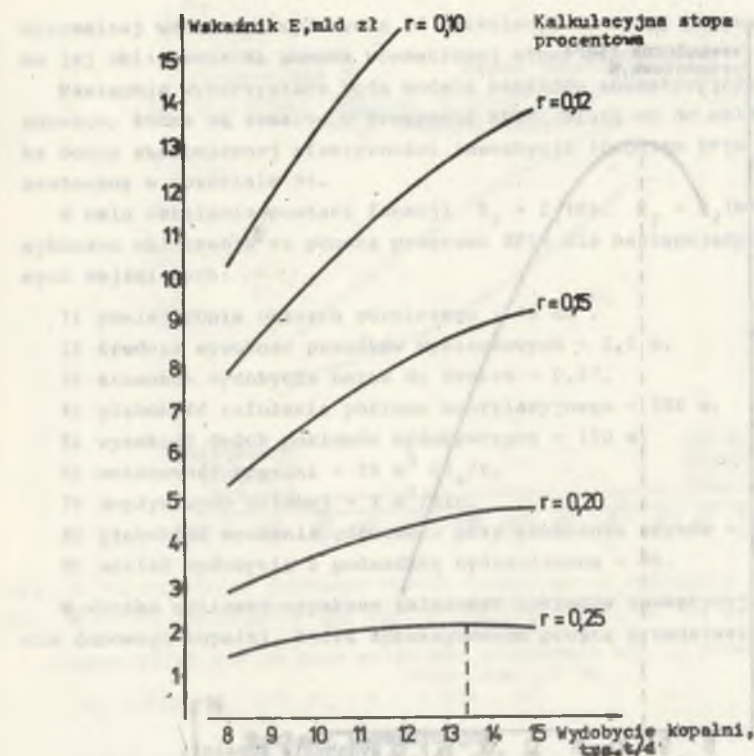
Rys. 6.10. Zależność rocznego zysku (bez uwzględnienia kosztu amortyzacji) od wydobywania dobowego kopalni

Fig. 6.10. Dependence of the yearly income (no amortization costs) on the daily output of the coal-mine

Dla funkcji (6.17) łatwo można ustalić, że jej druga pochodna jest ujemna ($Z''_r = -0,000335$), a więc funkcja ta jest wypukła, co oznacza, że maksimum funkcji (6.18) może istnieć dla wydobywania z przedziału $[5, 15]$ lub dla wielkości 15 tys. t/d. Wstawiając wzory (6.7) i (6.18) do wzoru (6.15) otrzymuje się:

$$E_R = \frac{1}{r} \cdot (-655,21 + 317,68 \cdot W - 6,1667 \cdot W^2) - (300 + 606,8 \cdot W) \quad (6.19)$$

Wskaźnik E_R jest więc funkcją kalkulacyjnej stopy procentowej. Wykresy funkcji (6.19) dla różnych wartości kalkulacyjnej stopy procentowej r przedstawiono na rys. 6.11.



Rys. 6.11. Zależność wskaźnika różnicowego rozwinętego od wydobywania dobowego kopalni

Fig. 6.11. Dependence of the developed differential index on the daily output of the coal-mine

Optymalna wielkość wydobywania jest równa:

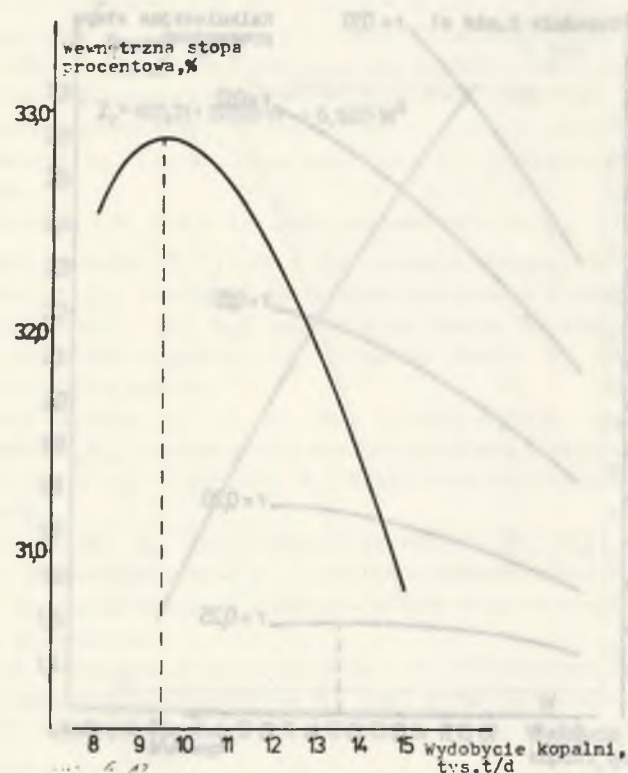
$$W_0 = \frac{317,68 - 606,8 \cdot r}{12,3334} \quad (6.20)$$

Dla $r = 0,03$ $W_0 = 24,282$ tys. t/d

Dla $r = 0,25$ $W_0 = 13,458$ tys. t/d

Optymalna wielkość wydobywania obliczana przy zastosowaniu wskaźnika różnicowego rozwinętego E_R bardzo silnie zależy więc od wielkości kalkulacyjnej stopy procentowej.

Dla $r = 0,03$ za optymalną wielkość wydobywania należałoby przyjąć 15 tys. t/d, tzn. górny kraniec przedziału określoności funkcji $Z_r = f_2(W)$ (wzór 6.18).



Rys. 6.12. Zależność wewnętrznej stopy procentowej od wydobywania dobowego kopalni

Fig. 6.12. Dependence of the interior interest rate on the daily output of the coal-mine

Wstawiając wzory (6.7) i (6.18) do wzoru (6.16) otrzymuje się:

$$WSP = \frac{-655,21 + 317,68 \cdot W - 6,1667 \cdot W^2}{-300 + 606,8 \cdot W} \quad (6.21)$$

Wykres tej funkcji przedstawiono na rys. 6.12.

Wewnętrzna stopa procentowa przyjmuje wartość maksymalną dla optymalnego wydobywania $W_0 = 9,5$ tys. t/d. Wartość ta należy do przedziału określoności funkcji $Z_r = f_2(W)$ (wzór 6.18).

Zaskakująca może wydawać się duża różnica pomiędzy optymalnymi wartościami wydobywania obliczonymi za pomocą wskaźników E_R i WSP. Optymalna wielkość wydobywania obliczona za pomocą wskaźnika E_R bardzo silnie zależy od wielkości kalkulatoryjnej stopy procentowej (rys. 6.11), która jest ustalona normatywnie na poziomie 3% dla inwestycji górniczych. Uniezależnienie

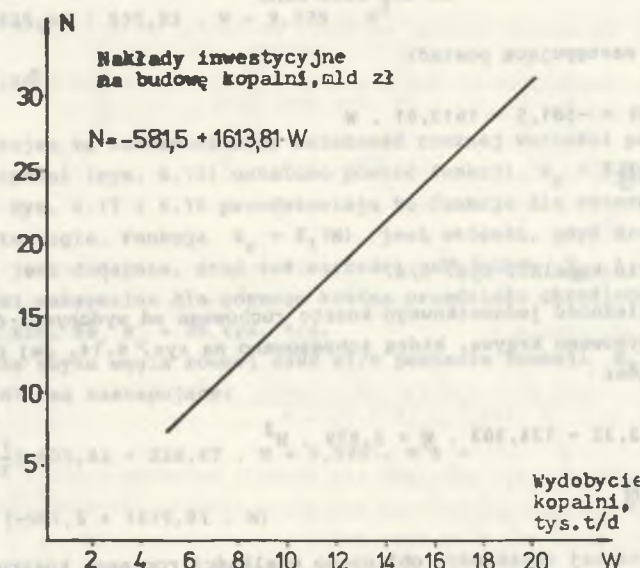
optymalnej wielkości wydobywania od kalkulatoryjnej stopy procentowej prowadzi do jej obliczenia za pomocą wewnętrznej stopy procentowej.

Następnie wykorzystane będą modele nakładów inwestycyjnych i kosztu ruchowego, które są zawarte w programie EFIN. Służą one do obliczania wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji (program EFIN zostanie zaprezentowany w rozdziale 9).

W celu ustalenia postaci funkcji $Z_r = f_1(N)$, $Z_r = f_2(W)$ i $N = f_3(W)$ wykonano obliczenia za pomocą programu EFIN dla następujących wartości danych wejściowych:

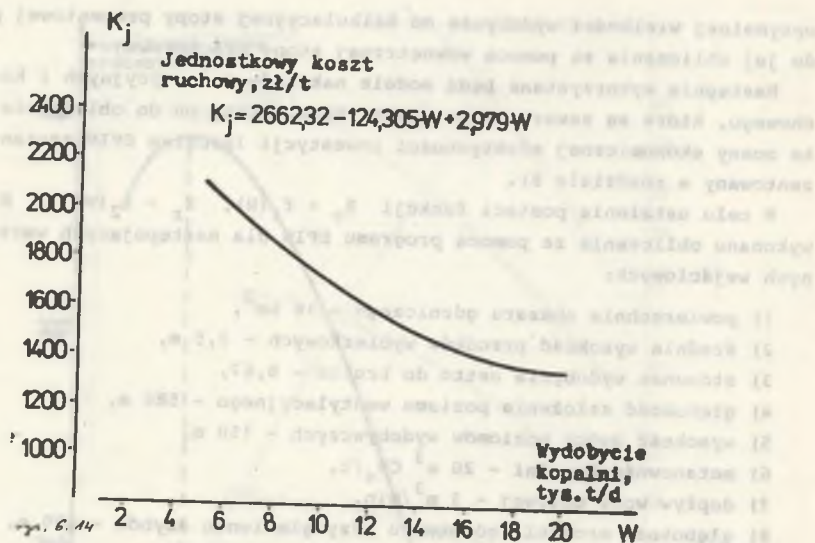
- 1) powierzchnia obszaru górniczego - 16 km²,
- 2) średnia wysokość przodków wybierkowych - 2,5 m,
- 3) stosunek wydobywania netto do brutto - 0,67,
- 4) głębokość założenia poziomu wentylacyjnego - 580 m,
- 5) wysokość dwóch poziomów wydobywczych - 150 m,
- 6) metanowość kopalni - 20 m³ CH₄/t,
- 7) dopływ wody dołowej - 3 m³/min,
- 8) głębokość mrożenia górotworu przy głębieniu szybów - 400 m,
- 9) udział wydobywania z podsadzki hydraulicznej - 0%.

W wyniku obliczeń uzyskano zależność nakładów inwestycyjnych od wydobywania dobowego kopalni, którą aproksymowano prostą przedstawioną na rys. 6.13.



Rys. 6.13. Zależność nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni od jej wydobywania dobowego

Fig. 6.13. Dependence of investment outlays for the building of the mine on its daily output



Rys. 6.14. Zależność jednostkowego kosztu ruchowego od wydobywania dobowego kopalni

Fig. 6.14. Dependence of the elementary operating cost on the daily output of the coal-mine

Funkcja ta ma następującą postać:

$$N = f_3(W) = -581,5 + 1613,81 \cdot W \quad (6.22)$$

$$W \in [6, 20]$$

gdzie:

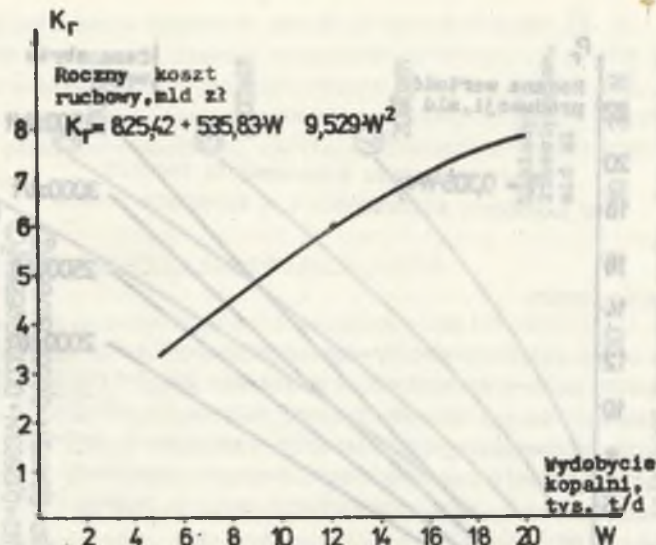
W - wydobywanie kopalni, tys. t/d.

Uzyskaną zależność jednostkowego kosztu ruchowego od wydobywania dobowego kopalni aproksymowano krzywą, którą zobrazowano na rys. 6.14. Jej postać jest następująca:

$$k_j = 2662,32 - 124,303 \cdot W + 2,979 \cdot W^2 \quad (6.23)$$

$$W \in [6, 20]$$

Opierając się na tej zależności obliczono wielkości rocznego kosztu ruchowego dla kolejnych wielkości wydobywania kopalni, które aproksymowano krzywą zobrazowaną na rys. 6.15. Ma ona następującą postać:



Rys. 6.15. Zależność rocznego kosztu ruchowego od wydobywania dobowego kopalni

Fig. 6.15. Dependence of the yearly operating cost on the daily output of the coal-mine

$$K_r = 825,42 + 535,83 \cdot W + 9,529 \cdot W^2 \quad (6.24)$$

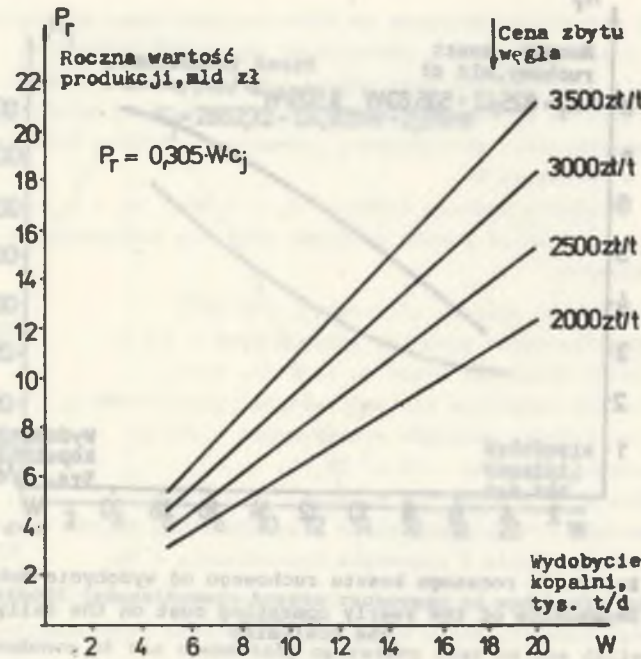
$$W \in [6, 20]$$

Wykorzystując tę zależność oraz zależność rocznej wartości produkcji od wydobywania kopalni (rys. 6.16) ustalono postać funkcji $Z_r = f_2(W)$ oraz $Z_r = f_1(N)$. Rys. 6.17 i 6.18 przedstawiają te funkcje dla czterech wielkości ceny zbytu węgla. Funkcja $Z_r = f_1(N)$ jest wklęsłą, gdyż druga pochodna tej funkcji jest dodatnia. Stąd też wartości wskaźników E_R i WSP przyjmują wartości maksymalne dla górnego krańca przedziału określoności funkcji $Z_r = f_2(W)$, tzn. że $W_0 = 20$ tys. t/d.

Przy cenie zbytu węgla równej 2500 zł/t postaci funkcji $E_R = f_4(W)$ i WSP = $f_5(W)$ są następujące:

$$E_R = \frac{1}{r}(-825,42 + 226,67 \cdot W + 9,529 \cdot W^2) - (-581,5 + 1613,81 \cdot W) \quad (6.25)$$

$$W_0 = \frac{-226,67 - 1613,81 \cdot r}{19,058} \quad (6.26)$$



Rys. 6.16. Zależność rocznej wartości produkcji od wydobywania dobowego kopalni

Fig. 6.16. Dependence of the yearly production value on the daily output of the coal-mine

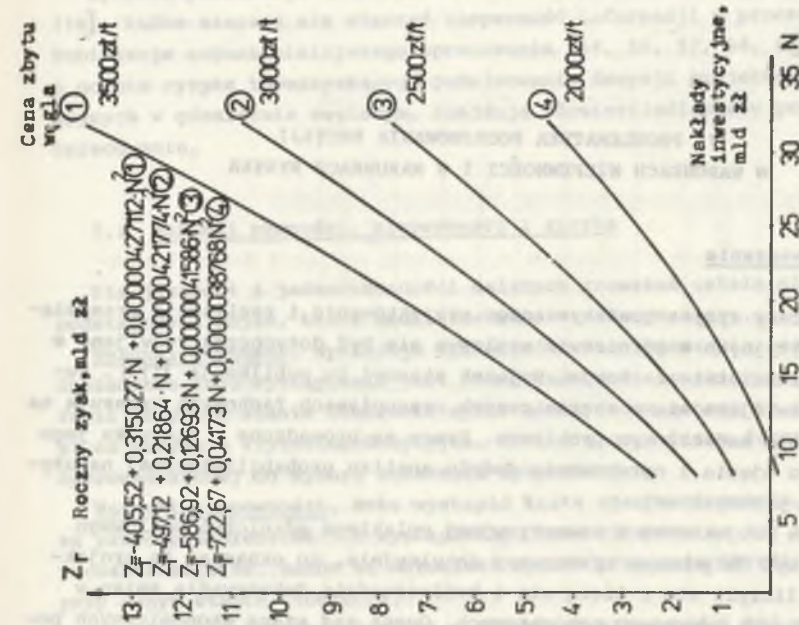
Dla $r = 0,03$ $W_0 = -14,434$ tys. t/d

Dla $r = 0,25$ $W_0 = -33,063$ tys. t/d

Obliczenie maksimum funkcji (6.25) metodami analizy matematycznej prowadzi do powyższych błędnych wyników, co wynika z faktu, że funkcja $Z_r = f_1(N)$ jest wklęsła.

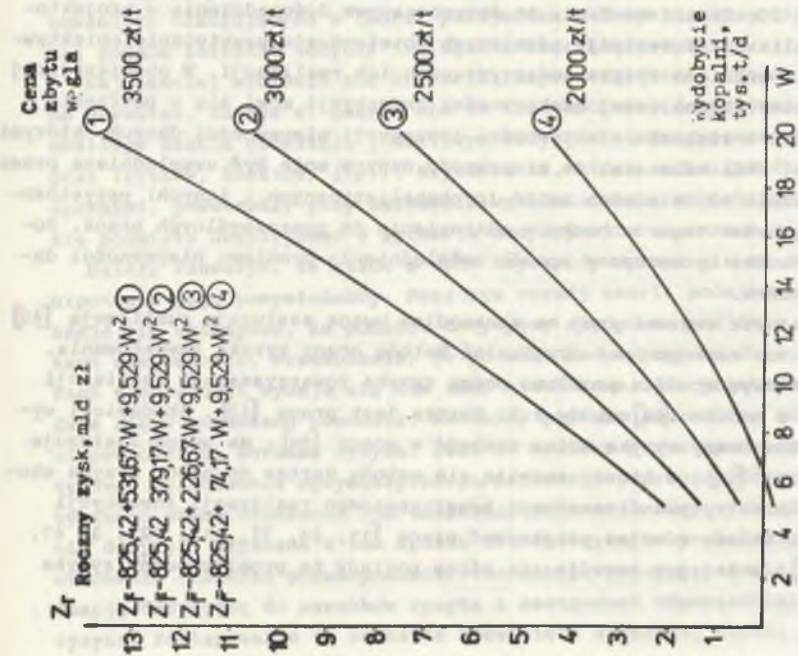
$$WSP = \frac{-825,42 + 226,67 \cdot W + 9,529 \cdot W^2}{-581,5 + 1613,81 \cdot W} \quad (6.27)$$

Nie można obliczyć maksimum tej funkcji metodami analizy matematycznej. Za wartość optymalną przyjmuje się górny kraniec określoności funkcji $Z_r = f_2(W)$, tzn. $W_0 = 20$ tys. t/d.



Rys. 6.18. Zależność rocznego zysku (bez uwzględnienia kosztu amortyzacji) od nakładów inwestycyjnych

Fig. 6.18. Dependence of the yearly income (no amortization costs) on investment outlays for the building of the coal-mine



Rys. 17. Zależność rocznego zysku (bez uwzględnienia kosztu amortyzacji) od wydobywania dobowego kopalni

Fig. 6.17. Dependence of the yearly income (no amortization costs) on the daily output of the coal-mine

7. PROBLEMATYKA PODEJMOWANIA DECYZJI W WARUNKACH NIEPEWNOŚCI I W WARUNKACH RYZYKA

7.1. Wprowadzenie

Problem oceny ryzyka towarzyszącego projektowaniu i realizacji przedsięwzięć inwestycyjnych w górnictwie węglowym nie był dotychczas rozwijany w polskim piśmiennictwie fachowym. Wyjątek stanowi tu publikacja [113]. Publikacje pojawiające się w zagranicznych czasopismach fachowych wskazują na zainteresowanie badaczy tym problemem. Prace są prowadzone w kierunku jego teoretycznego ujęcia i opracowania modelu analizy probabilistycznej na użytek praktyki przemysłowej.

W praktyce projektowej i inwestycyjnej polskiego górnictwa węglowego problem ten był dotychczas traktowany intuicyjnie, co oznacza, że projektanci stale liczyli się i liczą się z koniecznością dokonywania zmian w swych pierwotnych decyzjach projektowych. Ocena zaś szans ekonomicznych powodzenia realizacji projektu przedsięwzięcia inwestycyjnego, tzn. szans osiągnięcia przewidywanej efektywności, nie była analizowana praktycznie. W rozdziale 2 wskazano na fakt, że dotychczasowe doświadczenia w projektowaniu i realizacji inwestycji górniczych potwierdzają praktycznie obiektywne istnienie problemu ryzyka towarzyszącego ich realizacji. W obowiązującej metodyce oceny ekonomicznej efektywności inwestycji mówi się o potrzebie uwzględnienia w rachunku efektywności inwestycji niepewności danych, którymi się operuje. Podkreśla się, że niepewność danych może być uwzględniana przez wykorzystywanie odpowiednich metod (probabilistycznych i innych) przystosowanych do potrzeb tego rachunku w odniesieniu do poszczególnych branż. Poda się również uproszczony sposób uwzględnienia problemu niepewności danych w rachunku.

W literaturze zagranicznej na szczególną uwagę zasługuje publikacja [40] w której autor zaproponował oryginalną metodę oceny ryzyka inwestowania. Bardzo wnikliwym studium problemu oceny ryzyka towarzyszącego realizacji inwestycji z omówieniem metody B.D. Hertza jest praca [23]. Akademicki wykład problemu oceny ryzyka można znaleźć w pracy [84]. Na uwagę zasługuje również praca [16], w której rozwija się metodę Hertza do oceny ryzyka ekonomicznego oraz ryzyka finansowego towarzyszącego realizacji inwestycji górniczych. Należy również przytoczyć prace [19, 24, 77, 117, 127, 3, 41, 85, 86, 73], w których rozwija się różne poglądy na problem oceny ryzyka inwestowania.

Spśród publikacji krajowych należy przytoczyć prace [5, 66, 108, 113, 116], które starają się włączyć niepewność informacji w proces decyzyjny. Publikacje autora niniejszego opracowania [54, 56, 57, 58, 63], traktujące o ocenie ryzyka towarzyszącego podejmowaniu decyzji projektowych i inwestycyjnych w górnictwie węglowym, znajdują odzwierciedlenie w prezentowanym opracowaniu.

7.2. Warunki pewności, niepewności i ryzyka

Dla jasności i jednoznaczności dalszych rozważań ustala się znaczenie podstawowych pojęć, które będą stosowane w dalszym ciągu.

Warunki pewności. Występuje tylko jeden stan otoczenia, zatem prawdopodobieństwo jego wystąpienia jest równe jedności. Ze zbioru dostępnych strategii przy tym stanie otoczenia wybiera się jedną uznaną za optymalną z uwagi na przyjęte kryterium decyzyjne. Mówi się o analizie deterministycznej doprowadzającej do wyboru strategii optymalnej.

Warunki niepewności. Może wystąpić kilka stanów otoczenia, ale nieznanne są prawdopodobieństwa ich wystąpienia, tzn. nieznanne są ich charakterystyki probabilistyczne. Znane są natomiast wyniki przyjęcia określonej strategii przy danym stanie otoczenia.

Problem podejmowania decyzji w warunkach niepewności był przedmiotem zainteresowania wielu badaczy, co doprowadziło do sformułowania kilku kryteriów decyzyjnych. Kryteria te są powszechnie znane, prezentowano je w opracowaniach traktujących o teorii podejmowania decyzji (np. praca [5]). Poniżej podana zostanie jedynie ich ogólna charakterystyka.

Najczęściej wymienia się kryteria: Bayesa-Laplace'a, Walda, optymistyczne Hurwitza, Savage'a. Bazują one na tzw. macierzy decyzyjnej, w której możliwym stanom otoczenia i możliwym decyzjom są przypisane wielkości wypłat (zysków, kosztów, itp.). Kryteria te, które można już dziś nazwać klasycznymi, powstawały przy założeniu wyeliminowania subiektywnego zachowania się podmiotu decyzyjnego w sytuacji decyzyjnej w warunkach niepewności.

Należy zauważyć, że każde z tych kryteriów opiera się na subiektywnej hipotezie jego pomysłodawcy. Poza tym rozwój teorii podejmowania decyzji zdaje się wskazywać, że podmiot decyzyjny nigdy nie znajduje się w warunkach niepewności. Przekonanie, że podmiot decyzyjny znajduje się w warunkach niepewności wydaje się tak samo niesłuszne, jak przekonanie, że znajduje się w warunkach pewności. Aktualny pogląd [23] zaleca zamianę warunków niepewności na warunki ryzyka. Jest to możliwe przez wprowadzenie subiektywnego oszacowania optymistycznego, najbardziej prawdopodobnego i pesymistycznego stanu otoczenia lub wielkości parametrów mających wpływ na podjęcie decyzji. Uzyskana w ten sposób charakterystyka probabilistyczna stanu otoczenia (rozkład prawdopodobieństwa subiektywnego) pozwala sprowadzić sytuację decyzyjną do warunków ryzyka i zastosować odpowiednią metodę oceny ryzyka. Postępowanie to zostanie rozwinięte w dalszej części opracowania.

Warunki ryzyka. Podmiot decyzyjny znajduje się w warunkach ryzyka wobec określonej sytuacji decyzyjnej, gdy znane są charakterystyki probabilistyczne stanów otoczenia. W praktyce oznacza to, że znane są rozkłady prawdopodobieństwa parametrów mających wpływ na podjęcie decyzji, lub też można ustalić rozkłady prawdopodobieństwa subiektywnego.

7.3. Przyczyny ryzyka towarzyszącego realizacji projektu

Jak starano się wykazać w rozdziale 5, podstawą podjęcia decyzji o budowie nowej kopalni jest - a przynajmniej powinien być - wskaźnik oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. Nie sposób ocenić, jak kształtuje się poziom tego wskaźnika po zrealizowaniu inwestycji. Analiz tego typu nie przeprowadza się w praktyce. Tym niemniej można stwierdzić, że żaden z elementów rachunku nie jest znany a priori w sposób pewny. Stwierdzenie to ma szczególne uzasadnienie w odniesieniu do projektów inwestycji górniczych, gdzie rzeczywiste charakterystyki złóż i wielkości parametrów decydujących o efektywności inwestycji nie dają się przewidzieć w sposób pewny. Można wyróżnić czynniki, co do których dysponuje się niepewnymi informacjami i które powodują różnicę w szacunku i rzeczywistej efektywności inwestycji. Nazywa się je czynnikami ryzyka i można je podzielić na dwie grupy (rys. 7.1):

1. Czynniki wewnętrzne ryzyka. Można tu wymienić:

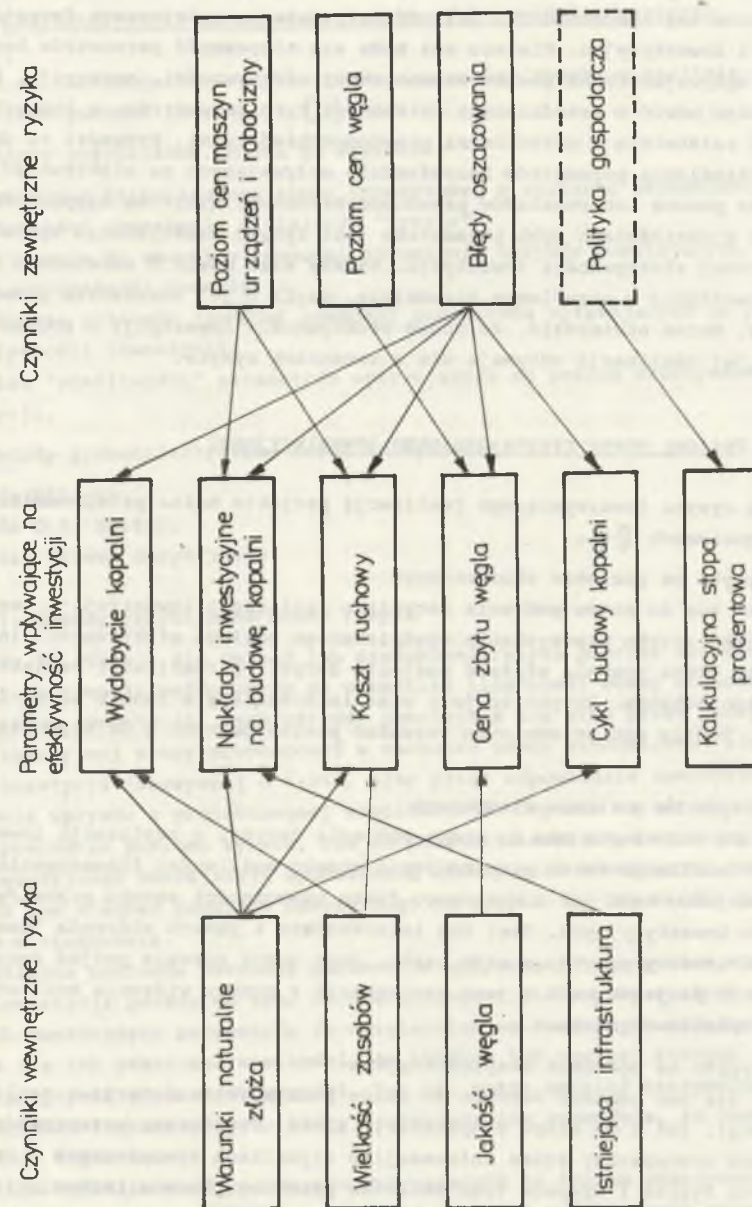
- warunki naturalne złoża, które wpływają na wielkość wydobycia projektowanej kopalni, wielkość nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni, koszt eksploatacji i cykl budowy kopalni,
- jakość węgla w złożu, która wpływa na jego cenę zbytu,
- wielkość zasobów w obszarze górniczym, która wpływa na wielkość wydobycia kopalni.

2. Czynniki zewnętrzne ryzyka. Można tu wymienić:

- poziom cen, który wpływa na wielkość nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni i na koszt eksploatacji złoża,
- poziom ceny zbytu węgla,
- istniejąca infrastruktura, która wpływa na wielkość nakładów inwestycyjnych,
- błędy oszacowania.

Powyższe czynniki oddziałują na poziom ryzyka projektowanej inwestycji i pojawiają się wskutek:

- niedokładności i błędów oszacowania warunków naturalnych złoża oraz ilości i jakości kopaliny w złożu,
- niezrealizowania przewidywań w zakresie podjętych decyzji projektowych,
- ruchu cen - czyli mówiąc ogólniej - zjawiska inflacji,
- błędnych decyzji projektowych.



Rys. 7.1. Czynniki wewnętrzne i zewnętrzne ryzyka i ich wpływ na ekonomiczną efektywność inwestycji.
Fig. 7.1. Internal and external risk factors and their influence on the economic effectiveness of investments

Wymienione czynniki ryzyka powodują niepewność informacji wejściowych do procesu projektowania i tym samym do rachunku efektywności inwestycji. Jednakże na obecnym etapie rozwiązania problemu oceny ryzyka nie sposób zmierzyć poziom tej niepewności i jej oddziaływania na podejmowane decyzje projektowe i inwestycyjne. Dlatego też bada się niepewność parametrów bezpośrednio wpływających na poziom ekonomicznej efektywności inwestycji. Należałoby więc mówić o przedziałach zmienności tych parametrów, w których ich wartości zaistnieją z określonymi prawdopodobieństwami. Prowadzi to do sytuacji określania parametrów bezpośrednio wpływających na efektywność inwestycji za pomocą ich rozkładów prawdopodobieństwa. Wynikiem niepewności informacji o wartościach tych parametrów jest ryzyko niez uzyskania spodziewanej ekonomicznej efektywności inwestycji. Należy więc mówić o zmienności rentowności inwestycji w określonym przedziale, czyli o jej rozkładzie prawdopodobieństwa. Można stwierdzić, że oceną efektywności inwestycji i podjęcie decyzji o jej realizacji odbywają się w warunkach ryzyka.

7.4. Poziomy oceny ryzyka projektu inwestycyjnego

Ocenę ryzyka towarzyszącego realizacji projektu można przeprowadzać na trzech poziomach [16]:

1. Ryzyko na poziomie ekonomicznym

Odnosi się do etapu podjęcia decyzji o realizacji inwestycji i jest traktowane jako ryzyko niez uzyskania spodziewanego poziomu efektywności inwestycji. Jego ocena pozwala ułatwić podjęcie decyzji o realizacji projektu bądź o jego zaniechaniu. Ryzyko to jest więc interesujące z punktu widzenia inwestora. Będzie ono przedmiotem rozważań prezentowanych w dalszym ciągu opracowania.

2. Ryzyko na poziomie finansowym

Również odnosi się ono do etapu podjęcia decyzji o realizacji inwestycji. Wynika z możliwego faktu przekroczenia granic możliwości finansowania realizacji projektu bądź też z możliwego faktu niemożności zwrotu przewidywanych nakładów inwestycyjnych. Jest ono interesujące z punktu widzenia "dawcy" nakładów inwestycyjnych, a więc banku. Jego ocena pozwala podjąć decyzję o realizacji projektu bądź o jego zaniechaniu z punktu widzenia możliwości zwrotu wydatkowanych kwot.

3. Ryzyko na poziomie eksploatacyjnym

Może się ono odnosić zarówno do etapu podejmowania decyzji o realizacji inwestycji, jak i do etapu eksploatacji złoża. Jego ocenę przeprowadza się za pomocą scenariuszy zmian informacji o czynnikach zewnętrznych i wewnętrznych ryzyka i wpływie tych zmian na przebieg procesu technologicznego wydobywania. Chodzi o analizę wszelkich możliwych stanów otoczenia i ocenę ich wpływu na proces technologiczny wydobywania, tak aby można było w porę podjąć odpowiednie decyzje w przypadku zmiany stanu otoczenia. Zagadnienie

jest niezwykle ważne z punktu widzenia niezawodności procesu technologicznego wydobywania i oczekuje teoretycznego i praktycznego rozwiązania.

7.5. Charakterystyka metod oceny ryzyka efektywności inwestycji

Znane są następujące metody uwzględniania oceny ryzyka w analizie ekonomicznej efektywności inwestycji [23]:

1. Metody przybliżone. Można tu wymienić:

- a) podwyższenie kalkulacyjnej stopy procentowej w rachunku ekonomicznej efektywności inwestycji o wielkość "ryzyka",
- b) zmniejszenie do warunków pewności strumienia wpływów powstających w wyniku eksploatacji inwestycji,
- c) określenie poziomów (progów) pewności parametrów wpływających na poziom efektywności inwestycji,
- d) analiza "wrażliwości" parametrów wpływających na poziom efektywności inwestycji.

2. Metody probabilistyczne. Można tu wymienić:

- a) metodę Hillera,
- b) metodę D.B. Herta,
- c) analizę drzewa decyzyjnego.

7.5.1. Metody przybliżone oceny ryzyka

Metody te starają się ominąć lub zredukować ryzyko poprzez włączenie niepewności informacji wejściowych do wskaźnika ilościowej oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. Jego wartość pomniejsza się albo przez podwyższenie kalkulacyjnej stopy procentowej w rachunku oceny ekonomicznej efektywności inwestycji (zazwyczaj o 1-2%), albo przez odpowiednie zmniejszenie strumienia wpływów z projektowanej eksploatacji. Obydwie te metody nie mierzą bezpośrednio poziomu ryzyka, ale na podstawie subiektywnej oceny podmiotu decyzyjnego zmniejszają spodziewaną efektywność inwestycji, przy czym wyrażają one niechęć podmiotu decyzyjnego do ryzyka. Są one bardzo proste i łatwe w stosowaniu.

Określenie poziomów pewności parametrów wpływających na poziom efektywności inwestycji polega na tym, że dla każdego z nich, przy stałych wielkościach pozostałych parametrów (z uwzględnieniem wzajemnych zależności), określa się ich graniczne wielkości, do których lub powyżej których uzyskuje się pozytywną ocenę efektywności. Tak np. można ustalić maksymalną wielkość nakładów inwestycyjnych, której przekroczenie spowoduje, że inwestycja nie będzie rentowna.

Analiza "wrażliwości" parametrów wpływających na poziom efektywności polega na ustaleniu możliwej zmiany każdego z nich i wpływie tych zmian na poziom efektywności inwestycji.

7.5.2. Metody probabilistyczne

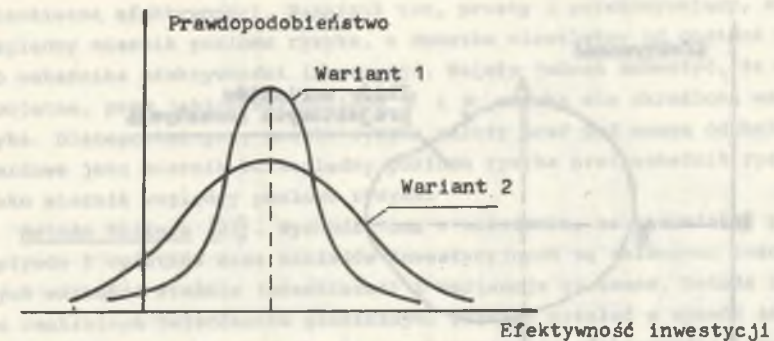
Metody te traktują ryzyko odmiennie niż metody przybliżone, nie włączając go bezpośrednio do wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. Każde rozwiązanie projektowe inwestycji lub jego warianty są charakteryzowane przez wskaźnik oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. W punkcie 7.3 podkreślono, że wskaźnik ten jest zmienną losową, dla której można ustalić funkcję gęstości prawdopodobieństwa. Aby określić wartość wskaźnika oceny na podstawie tej funkcji można przyjąć jeden z charakteryzujących ją parametrów, a w szczególności jej tendencję centralną. Może to być wartość średnia, mediana, wartość modalna. Mogłoby się wydawać, że spośród nich wartość modalna jest najlepszym oszacowaniem efektywności inwestycji. Jednak, gdy rozkład prawdopodobieństwa został ustalony na podstawie niewielkiej liczby danych empirycznych lub też nie ma wyraźnej tendencji centralnej, stosowanie tego parametru do oszacowania poziomu efektywności inwestycji jest niekorzystne. Poza tym w obliczeniach wygodniej jest posługiwać się wartością średnią rozkładu prawdopodobieństwa, w szczególności gdy jest on normalny. Tak więc wartość średnia jest chyba parametrem najbardziej reprezentatywnym i najczęściej stosowanym do oszacowania ekonomicznej efektywności inwestycji na podstawie jej rozkładu prawdopodobieństwa, jakkolwiek nie jest on wolny od krytyki [86]. Do oceny ryzyka towarzyszącego efektywności inwestycji można przyjąć parametry charakteryzujące rozproszenie (dyspersję) jej rozkładu prawdopodobieństwa, którymi są: odchylenie przeciętne, wariancja i odchylenie standardowe. Aby mierzyć poziom ryzyka w tych samych jednostkach co rentowność, do jego pomiaru przyjmuje się odchylenie standardowe.

W celu zobrazowania parametrów statystycznych szacujących efektywność projektowanej inwestycji i towarzyszące jej ryzyko rozważa się następujący prosty przykład. Przyjmuje się dwa warianty projektowe inwestycji scharakteryzowane przez następujące parametry rozkładu normalnego (założenie!) ich efektywności:

- wariant 1 - wartość średnia $\mu_1 = E(\xi)$, odchylenie standardowe $\sigma_1 = 1$,
- wariant 2 - wartość średnia $\mu_2 = E(\xi)$, odchylenie standardowe $\sigma_2 = 2$.

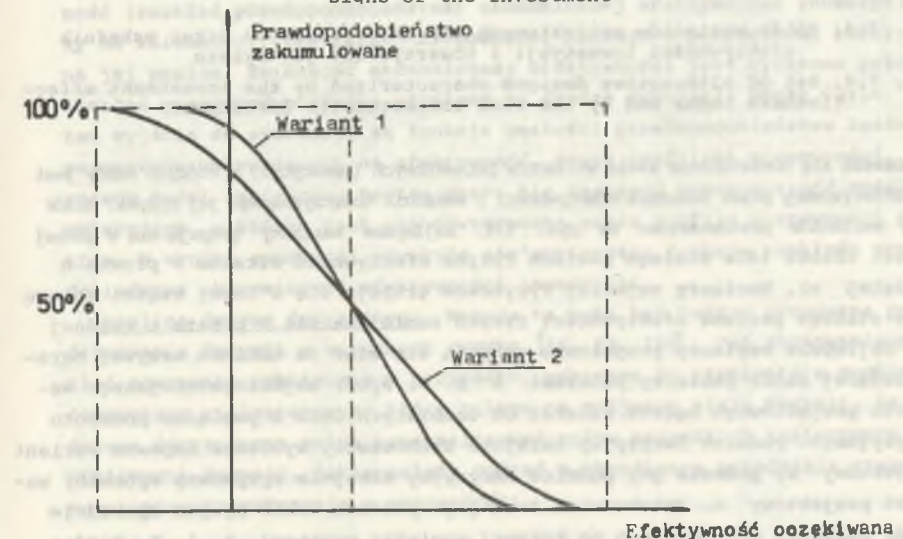
Warianty te są scharakteryzowane na rys. 7.2 przez rozkłady prawdopodobieństwa ich wskaźników ekonomicznej efektywności. Możliwe do uzyskania wartości efektywności inwestycji w przypadku wariantu 1 mają mniejsze rozproszenie względem wartości oczekiwanej efektywności niż w przypadku wariantu 2. Bardziej "płaski" rozkład wariantu 2 wskazuje na większe ryzyko, gdyż większe jest prawdopodobieństwo, że rzeczywisty wynik będzie odbiegał od oczekiwanego. Wnioskuje się stąd, że wariant 1 charakteryzuje się mniejszym ryzykiem niż wariant 2.

Na rys. 7.3 przedstawiono "odwrócone" dystrybuanty obydwu wariantów projektowych, które nazywane są profilami ryzyka (bardziej szczegółowe rozważania na ten temat przedstawiono w następnym rozdziale). Większe pochylenie



Rys. 7.2. Rozkład prawdopodobieństwa efektywności dwóch wariantów projektowych inwestycji

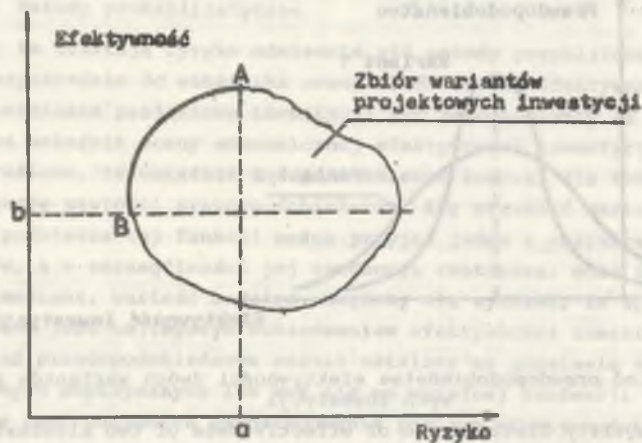
Fig. 7.2. Probability distribution of effectiveness of two alternative designs of the investment



Rys. 7.3. Profile ryzyka dwóch wariantów projektowych

Fig. 7.3. Risk profiles for two alternative designs

krzywej dla wariantu 2 wskazuje na jego większe ryzyko. Na podstawie profilu ryzyka wygodnie jest wnioskować o wielkości ryzyka i kształtowaniu się prawdopodobieństwa uzyskania określonej wielkości efektywności inwestycji. Poza tym można również oszacować prawdopodobieństwo poniesienia strat i ich wielkość oczekiwaną w wyniku realizacji i eksploatacji inwestycji. Należy zauważyć, że metody probabilistyczne oceny ryzyka nie dostarczają żadnej normy decyzyjnej co do wyboru najkorzystniejszego wariantu projektowego, ale pozwalają go rozważać i oceniać



Rys. 7.4. Zbiór wariantów projektowych charakteryzowanych przez wskaźnik efektywności inwestycji i towarzyszące jej ryzyko

Fig. 7.4. Set of alternative designs characterized by the investment effectiveness index and by the risk connected with investment

Rozważa się dostatecznie wiele wariantów projektowych inwestycji, z których każdy jest charakteryzowany przez wskaźnik efektywności i wskaźnik towarzyszącego jej ryzyka. Zbiór tych wariantów przedstawiono na rys. 7.4. Najlepsze warianty grupują się w górnej części zbioru (dla stałego poziomu ryzyka efektywność wzrasta - prosta o odciętej a). Warianty najmniej ryzykowne grupują się w lewej części zbioru (dla stałego poziomu efektywności ryzyko zmniejsza się - prosta o rzędnej b). Najlepsze warianty projektowe grupują się więc na odcinku krzywej ograniczającej zbiór pomiędzy punktami A i B. Wybór najkorzystniejszego wariantu projektowego będzie zależał od osobistych cech i poglądów podmiotu decyzyjnego. Podmiot decyzyjny skrajnie zachowawczy wybierze zapewne wariant projektowy B, podczas gdy podmiot decyzyjny skrajnie ryzykowny wybrałby wariant projektowy A. Jakakolwiek inna jego postawa wobec ryzyka spowoduje wybór wariantu projektowego na krzywej pomiędzy punktami A i B. Bardzo przydatna przy tym wyborze może być tzw. funkcja użyteczności, która wyrażając bądź subiektywne dążenia podmiotu decyzyjnego, bądź też wymogi lub ograniczenia w sytuacji decyzyjnej - ale też wyrażone w sposób subiektywny - pozwala je zmierzyć i uszeregować, a tym samym formalnie wskazać wariant najkorzystniejszy [23, 108]. Często zdarza się tak, że rozwiązanie projektowe o dużej efektywności cechuje się wysokim poziomem ryzyka. Występują wówczas dwa przeciwstawne sobie wskaźniki. Zaproponowano połączenie ich w tzw. "wskaźniku ryzyka w_r " [23, 83]. Wyraża on ryzyko towarzyszące każdej jednostce oczekiwanej ekonomicznej efektywności rozwiązania projektowego, a więc $w_r = \sigma/\mu$, przy czym σ oznacza odchylenie standardowe rozkładu prawdopodobieństwa ekonomicznej efektywności inwestycji, a μ oznacza wartość

oczekiwanej efektywności. Wskaźnik ten, prosty i przekonujący, stanowi względny miernik poziomu ryzyka, w dodatku niezależny od postaci stosowanego wskaźnika efektywności inwestycji. Należy jednak zauważyć, że nie jest obojętne, przy jakich wartościach σ i μ uzyska się określoną wartość ryzyka. Dlatego też przy ocenie ryzyka należy brać pod uwagę odchylenie standardowe jako miernik bezwzględny poziomu ryzyka oraz wskaźnik ryzyka w_r jako miernik względny poziomu ryzyka.

Metoda Hillera [23]. Wychodzi ona z założenia, że strumienie rocznych wpływów i wydatków oraz nakładów inwestycyjnych są zmiennymi losowymi, których wartości średnie (oczekiwane) i wariancje są znane. Metoda ta, bazując na centralnym twierdzeniu granicznym, pozwala ustalać w sposób analityczny: wartość oczekiwaną wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji, wariancję i oszacowanie funkcji gęstości. Metodę tę wyparła metoda zaproponowana przez D.B. Hertz.

Model empiryczny Hertza [40, 23]. Jest on oparty na założeniu, że zmienność (rozkład prawdopodobieństwa) ekonomicznej efektywności inwestycji zależy od zmienności, czy raczej niepewności każdego z parametrów, który wpływa na jej poziom. Zmienność ekonomicznej efektywności jest wyrażona przez jej rozkład prawdopodobieństwa uzyskany na drodze symulacji Monte Carlo. Punktem wyjścia do symulacji są funkcje gęstości prawdopodobieństwa każdego z parametrów wpływających na efektywność, zwane profilami niepewności. W ten sposób model empiryczny Hertza stara się zastąpić rzeczywistość modelem symulacyjnym, w którym jest ona odwzorowana przez profile niepewności parametrów. W wyniku symulacji uzyskuje się empiryczną funkcję rozkładu prawdopodobieństwa ekonomicznej efektywności inwestycji.

Analiza drzewa decyzyjnego. Metoda ta może być bardzo przydatna przy podejmowaniu decyzji w warunkach ryzyka [56, 84, 108]. Jej stosowanie może mieć znaczenie praktyczne w przypadku, gdy mamy do czynienia z problemem decyzyjnym wieloetapowym, który polega na podjęciu wielu decyzji. Za pomocą drzewa decyzyjnego można przeanalizować wpływ wszystkich koniecznych (bądź możliwych) decyzji, jakie należy podjąć w określonym przedziale czasu, na ewentualne konsekwencje w przyszłości.

8. MODEL EMPIRYCZNY PODEJMOWANIA DECYZJI W WARUNKACH RYZYKA

Na tle przedstawionej w poprzednim rozdziale problematyki podejmowania decyzji w warunkach niepewności i w warunkach ryzyka rozwinęty zostanie model empiryczny oceny ryzyka zaproponowany przez D.B. Hertza. Przyjęcie tego modelu do dalszych rozważań wynika z następujących względów:

- wykorzystanie w modelu profili niepewności parametrów i metody symulacji Monte Carlo do odwzorowania sytuacji rzeczywistej,
- możliwość uzyskania profilu ryzyka w wyniku symulacji,
- możliwość obliczenia prawdopodobieństwa poniesienia strat i wielkości ich wartości oczekiwanej,
- możliwość wykonywania obliczeń na maszynie cyfrowej.

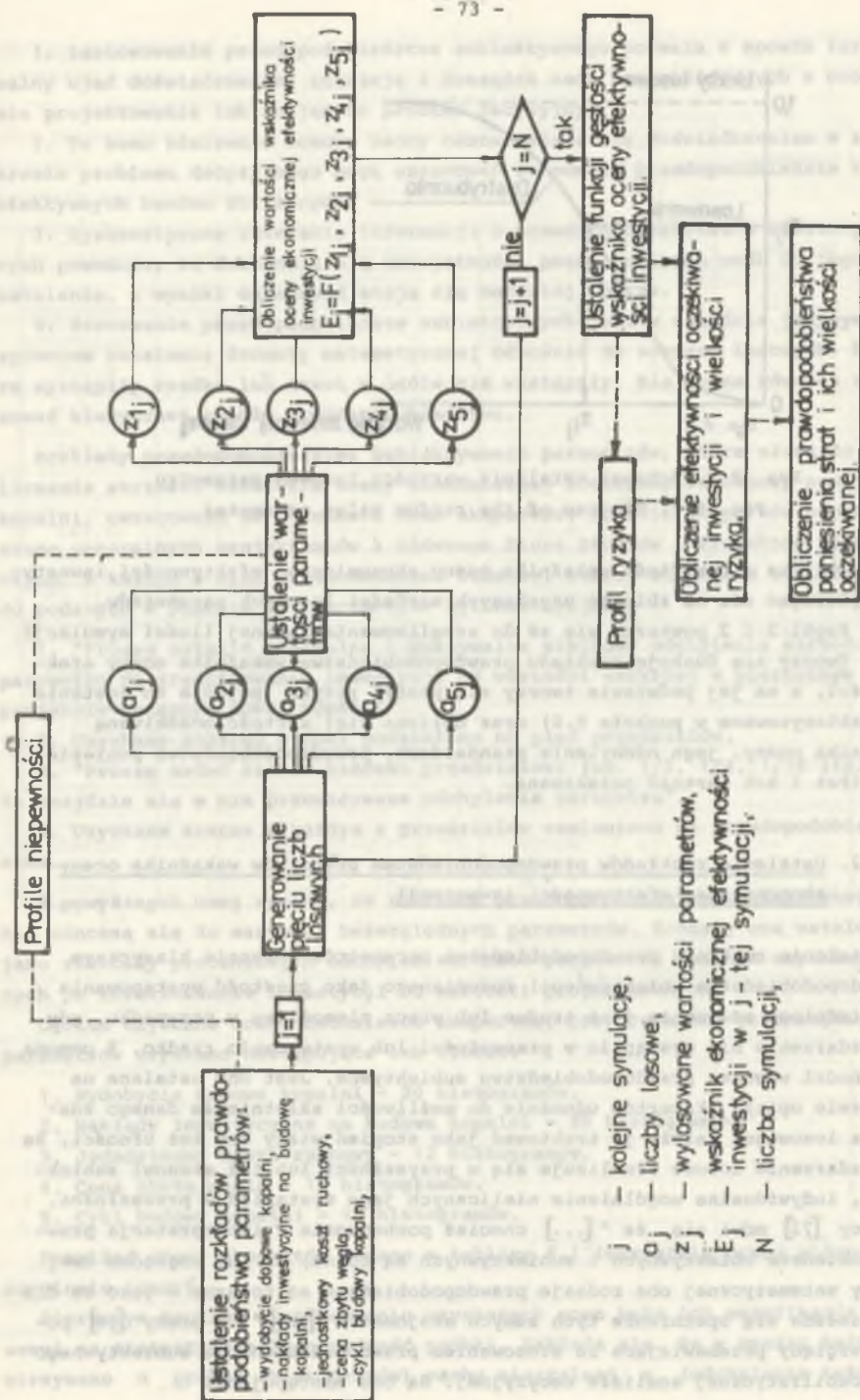
Rozwinięcie i opracowanie teoretyczne oraz praktyczne wszystkich elementów modelu Hertza dla warunków działalności projektowej i inwestycyjnej w polskim górnictwie węglowym stworzy podstawy do praktycznego ujęcia problemu oceny ryzyka nieuzyskania spodziewanego poziomu ekonomicznej efektywności projektowanych inwestycji górniczych.

8.1. Przebieg symulacji Monte Carlo

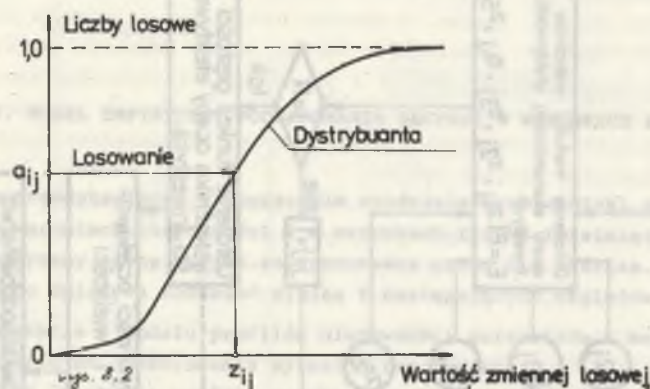
Metoda Monte Carlo symuluje pewną sytuację rzeczywistą przez generowanie zbioru zmiennych losowych. W przypadku proponowanej metody generuje się zbiór losowych wartości parametrów, które wpływają na wartość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. Parametry te są następujące: wydobyte dobowe kopalni, nakłady inwestycyjne na budowę kopalni, jednostkowy koszt ruchowy, cena zbytu węgla i cykl budowy kopalni. Dla każdego wylosowanego zbioru ich wartości uzyskuje się jedną losową wartość wskaźnika efektywności. Powtarzanie symulacji wystarczającą ilość razy pozwala uzyskać funkcję gęstości wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji i tym samym profil ryzyka. Podstawą do generowania wartości losowych parametrów są ich profile niepewności.

Schemat postępowania w modelu empirycznym przy zastosowaniu metody symulacji Monte Carlo przedstawiono na rys. 8.1. W przebiegu symulacji można wyróżnić następujące kroki:

- Należy ustalić profil niepewności, a tym samym dystrybuantę każdego z parametrów służących do obliczenia wskaźnika efektywności.
- Dla każdego z parametrów generuje się jedną wartość losową, realizując w ten sposób pierwszą symulację (rys. 8.2).



Rys. 8.1. Przebieg symulacji Monte Carlo w modelu empirycznym oceny ryzyka
Fig. 8.1. Monte Carlo simulation course in the empirical model of risk estimation



Rys. 8.2. Schemat ustalania wartości losowej parametru
Fig. 8.2. Diagram of the random value parameter

3. Oblicza się wartość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji opierając się na zbiorze uzyskanych wartości losowych parametrów.
4. Kroki 2 i 3 powtarza się aż do zrealizowania żądanej ilości symulacji.
5. Tworzy się funkcję rozkładu prawdopodobieństwa wskaźnika oceny efektywności, a na jej podstawie tworzy się profil ryzyka (pojęcie to zostanie scharakteryzowane w punkcie 8.6) oraz oblicza się: wartość oczekiwaną wskaźnika oceny, jego odchylenie standardowe, prawdopodobieństwo poniesienia strat i ich wartość oczekiwaną.

8.2. Ustalenie rozkładów prawdopodobieństwa parametrów wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji

Ustalenie rozkładu prawdopodobieństwa parametrów w sensie klasycznym (prawdopodobieństwa obiektywnego) rozumianego jako częstość występowania odpowiedniego zdarzenia jest trudne lub wręcz niemożliwe w przypadku, gdy dane zdarzenie nie wystąpiło w przeszłości lub występowało rzadko. Z pomocą przychodzi wówczas prawdopodobieństwo subiektywne. Jest ono ustalane na podstawie opinii ekspertów odnośnie do możliwości zaistnienia danego zdarzenia losowego. Należy je traktować jako stopień wiary czy też ufności, że dane zdarzenie losowe zrealizuje się w przyszłości lub też stanowi subiektywne, indywidualne uogólnienie nielicznych jego wystąpień w przeszłości. W pracy [73] mówi się, że "[...] chociaż pochodzenie i interpretacja prawdopodobieństw obiektywnych i subiektywnych są różne, to pod względem swej istoty matematycznej oba rodzaje prawdopodobieństw są tożsame - jako że dla obu zakłada się spełnienie tych samych aksjomatów [...]". W pracy [56] podano względy przemawiające za stosowaniem prawdopodobieństwa subiektywnego w probabilistycznej analizie decyzyjnej. Są one następujące:

1. Zastosowanie prawdopodobieństwa subiektywnego pozwala w sposób formalny ująć doświadczenie, intuicję i rozsądek osób uczestniczących w procesie projektowania lub znających problem decyzyjny.
2. To samo zdarzenie losowe osoby odznaczające się doświadczeniem w zakresie problemu decyzyjnego mogą oszacować za pomocą prawdopodobieństw subiektywnych bardzo zbliżonych.
3. Systematyczne zbieranie informacji o prawdopodobieństwach subiektywnych powoduje, że doskonala się umiejętności poszczególnych osób do jego ustalania, a wyniki oszacowań stają się bardziej spójne.
4. Szacowanie prawdopodobieństw subiektywnych jest w zasadzie jedynym sposobem ustalenia formuły matematycznej odnośnie do zdarzeń losowych, które wystąpiły rzadko lub nawet w ogóle nie wystąpiły. Nie można wówczas stosować klasycznej reguły prawdopodobieństwa.

Rozkłady prawdopodobieństwa subiektywnego parametrów, które służą do obliczania wartości wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni, oszacowano na podstawie ocen ekspertów. Do roli ekspertów poproszono generalnych projektantów z Głównego Biura Studiów i Projektów Górniczych. Z każdym z nich przeprowadzono rozmowę, której schemat w odniesieniu do podanych w punkcie 8.1 parametrów był następujący:

1. "Proszę ustalić minimalną i maksymalną wielkość odchylenia wartości parametru po zrealizowaniu inwestycji od wartości zawartej w pierwotnym projekcie wstępnym nowej kopalni".
2. Uzyskany rozstęp próbkę podzielono na pięć przedziałów.
3. "Proszę nadać szanse każdemu przedziałowi (np. 1/2, 1/4, 1/10 itp.), że znajdzie się w nim przewidywane odchylenie parametru".
4. Uzyskane szanse w każdym z przedziałów zamieniono na prawdopodobieństwa.

Z powyższych uwag wynika, że rozkłady prawdopodobieństwa subiektywnego nie odnoszą się do wartości bezwzględnych parametrów. Zostały one ustalone jako rozkłady procentowych odchyleń wartości parametrów realnie uzyskiwanych po zrealizowaniu inwestycji od wartości projektowanych.

Ogółem uzyskano oceny dwudziestu ekspertów, przy czym dla poszczególnych parametrów uzyskano następujące ich ilości:

1. Wydobyćie dobowe kopalni - 20 histogramów.
2. Nakłady inwestycyjne na budowę kopalni - 20 histogramów.
3. Jednostkowy koszt ruchowy - 12 histogramów.
4. Cena zbytu węgla - 12 histogramów.
5. Cykl budowy kopalni - 19 histogramów.

Przykład oceny ekspertów podano w tablicy 8.1 (wszystkie oceny podano w oryginalnej pracy).

Pierwszym krokiem w opracowaniu uzyskanych ocen była ich weryfikacja z uwagi na statystyczną jednorodność próbek. Zakłada się, że w wyniku badań otrzymano n próbek (histogramów) cechy mierzalnej x (odchylenia każdego

Tablica 8.1

Przykładowe oceny eksperta

Numer eksperta	10
----------------	----

Parametr	Wydobycie dobowe kopalni, ΔW	
Odchylenia skrajne	-30	+20
Przedziały	Szanse	Prawdopodobieństwo
-30, -20	1/30	0,026
-20, -10	1/10	0,081
-10, 0	1/2	0,406
0, +10	1/2	0,406
+10, +20	1/10	0,081

Parametr	Nakłady inwestycyjne na budowę ΔN	
Odchylenia skrajne	0	+40
Przedziały	Szanse	Prawdopodobieństwo
0, +8	1/5	0,190
+8, +16	1/2	0,476
+16, +24	1/5	0,190
+24, +32	1/10	0,096
+32, +40	1/20	0,048

Parametr	Jednostkowy koszt własny, ΔK	
Odchylenia skrajne	0	+40
Przedziały	Szanse	Prawdopodobieństwo
0, +8	1/10	0,089
+8, +16	1/5	0,178
+16, +24	1/2	0,444
+24, +32	1/5	0,178
+32, +40	1/8	0,111

Parametr	Cena zbytu węgla, ΔC	
Odchylenia skrajne	-20	+20
Przedziały	Szanse	Prawdopodobieństwo
-20, -12	1/2	0,526
-12, -4	1/5	0,211
-4, +4	1/10	0,105
+4, +12	1/10	0,105
+12, +20	1/20	0,053

Parametr	Cykl realizacji inwestycji, Δb	
Odchylenia skrajne	0	+20
Przedziały	Szanse	Prawdopodobieństwo
0, +4	1/10	0,091
+4, +8	1/5	0,182
+8, +12	1/2	0,454
+12, +16	1/5	0,182
+16, +20	1/10	0,091

z pięciu parametrów) i każda z próbek reprezentowana przez i-tego eksperta ma rozkład ucięty obustronnie w punktach a i b . Obliczono wartości średnie m_i poszczególnych rozkładów. Eliminacji poddano anomalie, tzn. wartości naruszające statystyczną jednorodność próbki, występujące w szeregach wielkości a_i, b_i, m_i . Porządkując te trzy szeregi w kolejności niemalejącej otrzymuje się trzy szeregi rozdzielcze. Z każdego szeregu wyznacza się wartość średnią \bar{x} i emiryczne odchylenie średnie s . W każdym z tych trzech ciągów obserwacji ustala się maksymalne odchylenie w górę x_{\max} oraz w dół równe x_{\min} . Zakładając statystyczną jednorodność próbki Grubbs obliczył kwantyle zmiennej losowej [27]:

$$v = \frac{x_{\max} - \bar{x}}{s} \quad (8.1)$$

oraz

$$v_1 = \frac{\bar{x} - x_{\min}}{s}$$

Porównując obliczone wartości z kwantylami ξ_n podanymi np. w pracy [114]

$$P(v \geq \xi_n) = P(v_1 \geq \xi_n)$$

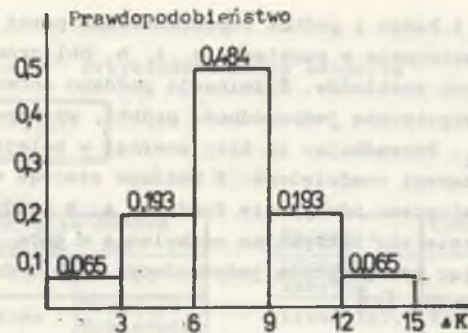
można zweryfikować hipotezę, że jedna ze skrajnych wartości ciągów $\{m_i\}, \{a_i\}, \{b_i\}$ odbiega od pozostałych w ciągu w sposób losowy. Na danym poziomie istotności α , wartość skrajną należy uznać za naruszającą statystyczną jednorodność próbki, jeżeli spełnione są nierówności:

$$v \geq \xi_n \quad \text{lub} \quad v_1 \geq \xi_n$$

Postępując w ten sposób odnośnie do wartości średnich rozkładów ocen oraz punktów ucięcia rozkładów wyeliminowano 5 histogramów i ostatecznie do ustalenia rozkładów odchyleń poszczególnych parametrów przyjęto następujące ilości histogramów:

1. Wydobycie dobowe kopalni - 19.
2. Nakłady inwestycyjne na budowę kopalni - 19.
3. Jednostkowy koszt ruchowy - 12.
4. Cena zbytu węgla - 12.
5. Cykl budowy kopalni - 16.

Dla każdego z tych parametrów uzyskano rozkłady prawdopodobieństwa charakteryzujące oszacowania poszczególnych ekspertów. Przykładowy rozkład pokazano na rys. 8.3.



Rys. 8.3. Przykładowy histogram parametru ΔK wg oszacowania eksperta nr 12
Fig. 8.3. The exemplary histogram of ΔK parameter according to the expert nr 12

Problem sprowadzał się do ustalenia jednego rozkładu prawdopodobieństwa dla każdego parametru zgodnie z podanymi powyżej histogramami.

Opierając się na badaniach rozkładów prawdopodobieństwa dla kopalń czynnych założono, że również rozkłady prawdopodobieństwa subiektywnego mają rozkład normalny. Należało ustalić parametry tych rozkładów, tzn. wartość średnią i odchylenie standardowe. W tym celu wykorzystano graficzny sposób przedstawienia rozkładu empirycznego w postaci składowych o rozkładach w przybliżeniu normalnych [26]. Należy zastąpić dany rozkład prawdopodobieństwa trójkątami równoramiennymi, które po dodaniu współrzędnych dawałyby krzywą, możliwie zbliżoną do zadanej. Przykłady przedstawienia danego rozkładu (histogramu eksperta) w postaci rozkładów trójkątnych pokazano na rys. 8.4. Z uwagi na to, że każdy histogram eksperta ma 5 klas, zastąpiono go trzema rozkładami trójkątnymi.

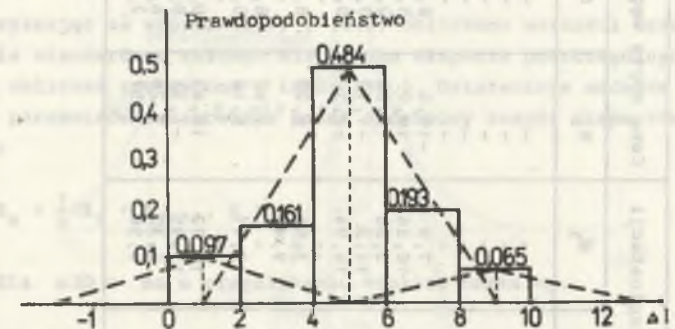
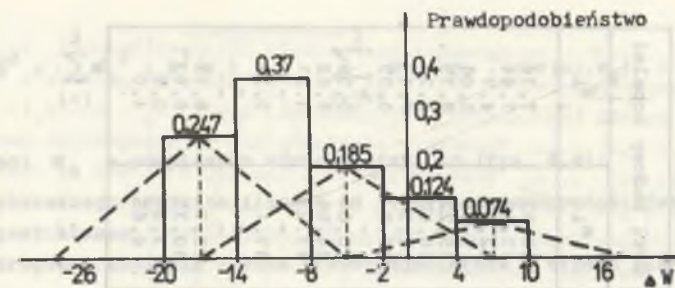
Wartość oczekiwana i wariancja zmiennej losowej X o rozkładzie trójkątnym w przedziale $[a, b]$ są określone wzorami:

$$E(X) = \frac{a + b}{2} \quad (8.3)$$

$$D^2(X) = \frac{(b - a)^2}{12}$$

W podany sposób histogram każdego eksperta każdego z parametrów rozłożono na rozkłady trójkątne, obliczając dla każdego trójkąta wartość oczekiwaną i wariancję.

Ze względu na to, że rozkład sumy zmiennych losowych o rozkładach trójkątnych dąży do rozkładu normalnego, ustala się go jako kombinację liniową rozkładów trójkątnych. Gęstość rozkładu normalnego wyrazi się wtedy wzorem:



Rys. 8.4. Przykłady przedstawienia danych rozkładów parametrów ΔW i ΔN za pomocą trójkątów równoramiennych
Fig. 8.4. The examples of the given distributions of ΔW and ΔN parameters using isosceles triangles

$$f(x) = \begin{cases} 0 & \text{dla } x < c \text{ lub } x > d \\ \sum_{i=1}^3 \alpha_i \cdot \varphi_i(x) & \text{dla } c \leq x \leq d \end{cases} \quad (8.4)$$

gdzie:

α_i - waga i-tego rozkładu trójkątnego o funkcji gęstości $\varphi_i(x)$,
 c, d - minimalna i maksymalna wartość wg oszacowania eksperta.

Zgodnie z powyższym wzorem, wartość oczekiwana i wariancja rozkładu każdego histogramu eksperta są określone wzorami:

$$m = \sum_{i=1}^3 \alpha_i \cdot E(X_i) = \sum_{i=1}^3 \alpha_i \cdot m_i \quad (8.5)$$

Tablica 8.2

Wartości oczekiwane i odchylenia standardowe oszacowań ekspertów poszczególnych parametrów

Numer eks- per- ta	Wydobycie kopalni		Nakłady inwesty- cyjne		Koszt eksploatacji		Cena zbytu węgla		Cykl budowy kopalni	
	m_i	σ_i	m_i	σ_i	m_i	σ_i	m_i	σ_i	m_i	σ_i
1	-11,98	14,19	0	5,64	-	-	-	-	16,92	7,74
2	-4,49	9,0	15,0	8,25	-	-	-	-	17,15	7,44
3	-18,72	11,65	0	5,79	-	-	-	-	12,97	4,7
4	1,31	7,47	8,98	6,62	-	-	-	-	5,46	5,08
5	-15,22	8,75	29,63	13,71	-	-	-	-	15,22	8,75
6	0	5,82	28,74	12,92	-	-	-15,0	8,46	10,58	5,22
7	-6,22	6,33	16,63	7,48	36,49	7,9	-	5,82	10,0	7,47
8	5,1	5,29	4,53	2,67	21,84	10,36	-5,63	2,6	-	5,55
9	-3,9	14,86	15,2	9,15	30,8	11,2	-1,73	7,13	-	-
10	-1,78	10,44	17,73	10,65	22,12	10,94	-7,57	9,45	10,0	5,56
11	-7,08	7,49	20,0	11,27	9,28	3,53	9,25	5,35	11,23	8,62
12	-1,63	17,02	35,25	23,52	7,5	9,49	-	-	-	5,21
13	-6,66	13,16	22,38	10,49	20,35	10,94	-	-	11,1	5,37
14	-2,5	6,63	23,86	12,71	23,86	12,71	1,47	6,83	-	-
15	-5,18	9,2	-	-	-	-	5,18	5,22	-	-
16	-0,91	10,53	8,98	5,06	18,43	10,72	-	-	-	-
17	-5,52	8,73	28,64	13,0	24,96	13,95	18,43	10,71	13,7	8,11
18	-4,02	7,9	8,8	3,75	10,46	5,32	-1,31	5,14	10,35	8,63
19	-7,5	4,17	10,0	5,56	10,0	5,56	7,26	6,76	7,5	3,8
20	-	-	-	-	-	-	5,57	2,66	6,65	4,0

$$\sigma^2 = \sum_{i=1}^3 \alpha_i^2 \cdot D^2(X_i) + 2 \cdot \sum_{i=j=1}^3 \alpha_i \cdot \alpha_j \cdot \text{cov}(x_i, x_j) \quad (8.6)$$

Jako wagi α_i w powyższych wzorach przyjęto (rys. 8.4):

- dla pierwszego trójkąta (licząc od lewej) - prawdopodobieństwo w lewej skrajnej klasie,
- dla drugiego trójkąta - suma prawdopodobieństw w trzech klasach środkowych,
- dla trzeciego trójkąta - prawdopodobieństwa w prawej skrajnej klasie.

Korzystając ze wzorów (8.5) i (8.6) obliczono wartości oczekiwane i odchylenia standardowe każdego histogramu eksperta poszczególnych parametrów. Wyniki obliczeń zestawiono w tablicy 8.2. Ostatecznym modelem każdego z badanych parametrów oszacowanym przez n-osobowy zespół ekspertów jest zmienna losowa:

$$Z_n = \frac{1}{n}(X_1 + X_2 + \dots + X_n) \quad (8.7)$$

która dla $n \gg 1$ ma w przybliżeniu rozkład normalny.

$$N\left[\frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n m_i, \left(\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \sigma_i^2\right)^{\frac{1}{2}}\right] \text{ przy czym } X_1, X_2, \dots, X_n$$

są zmiennymi losowymi stochastycznie niezależnymi o rozkładach normalnych z funkcjami gęstości określonymi wzorem (8.4). Funkcja gęstości tego rozkładu ma postać:

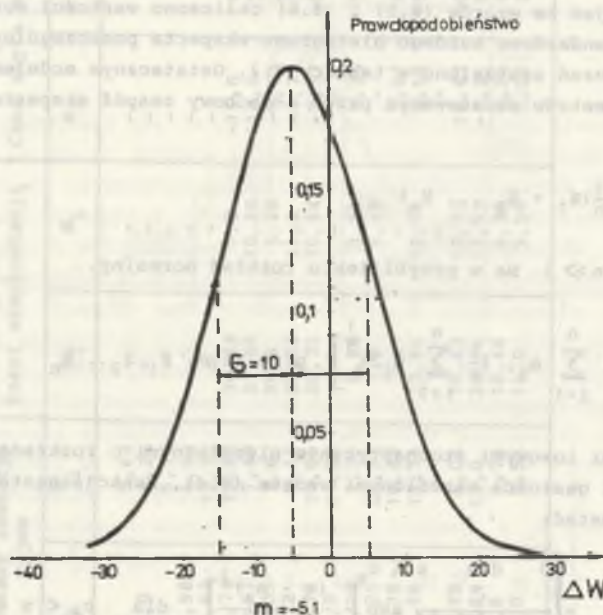
$$F(x) = \begin{cases} 0 & \text{dla } x \leq c_0 \\ \frac{1}{\sigma_z \cdot \sqrt{2 \cdot \pi}} \exp\left[-\frac{(x - m_z)^2}{2 \cdot \sigma_z^2}\right] & \text{dla } c_0 < x < d_0 \\ 0 & \text{dla } x \geq d_0 \end{cases}$$

Tablica 8.3

Parametry rozkładów prawdopodobieństwa subiektywnego

Parametr	m_z	σ_z	c_0	d_0
Wydobycie kopalni	-5,1	10	-40	30
Nakłady inwestycyjne	15,82	10,2	-10	50
Koszt eksploatacji	19,68	9,5	-10	50*
Cena zbytu węgla	2,16	6,8	-20	30
Cykl budowy kopalni	11,63	6,55	-5	30

przy czym m_z i σ_z są parametrami rozkładu zmiennej losowej Z_n . Oszacowania nieznanych parametrów c_0 i d_0 dokonuje się na podstawie informacji z próby metodą największej wiarygodności, czyli $c_0 = \min(c_i)$, $d_0 = \max(d_i)$, $i = 1, 2, \dots, n$. Parametry rozkładów dla poszczególnych parametrów oraz wartości c_0 i d_0 zostały podane w tablicy 8.3, zaś na rysunkach 8.5, 8.6, 8.7, 8.8 i 8.9 zobrażowano te rozkłady w postaci wykresów funkcji gęstości. Uzyskane funkcje gęstości prawdopodobieństwa parametrów zostaną wykorzystane jako profile niepewności w prezentowanym modelu empirycznym oceny ryzyka.

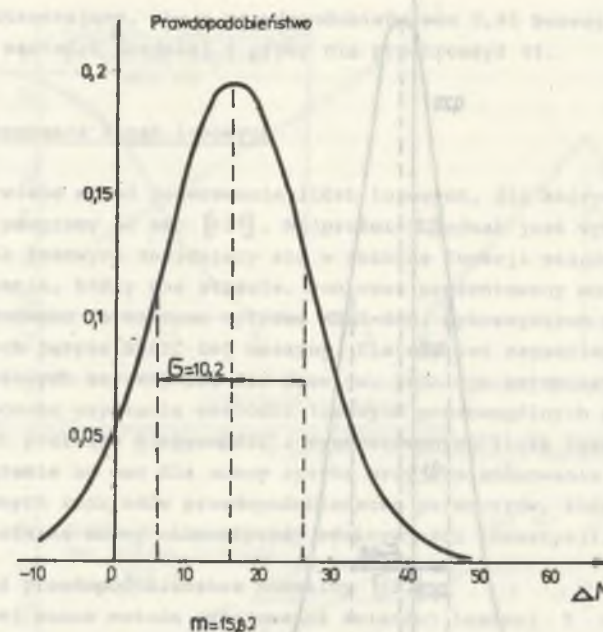


Rys. 8.5. Funkcja gęstości prawdopodobieństwa dla odchylenia wydobywania dobowego kopalni - prawdopodobieństwo subiektywne

Fig. 8.5. Frequency function for the daily output deviation - subjective probability

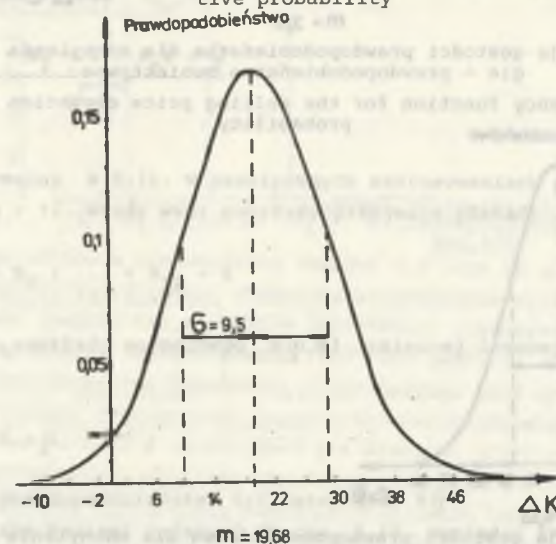
8.3. Liczba symulacji

Poprzez generowanie liczb losowych dla każdego z parametrów wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji i obliczenie jego wartości na podstawie profilu niepewności otrzymuje się wygenerowaną próbę losową. W celu uzyskania odpowiedniej zgodności parametrów statystycznych z próby z parametrami populacji generalnej należy przeprowadzić stosowną liczbę symulacji. W oryginale pracy wykazano, że przyjęcie liczby symulacji równej



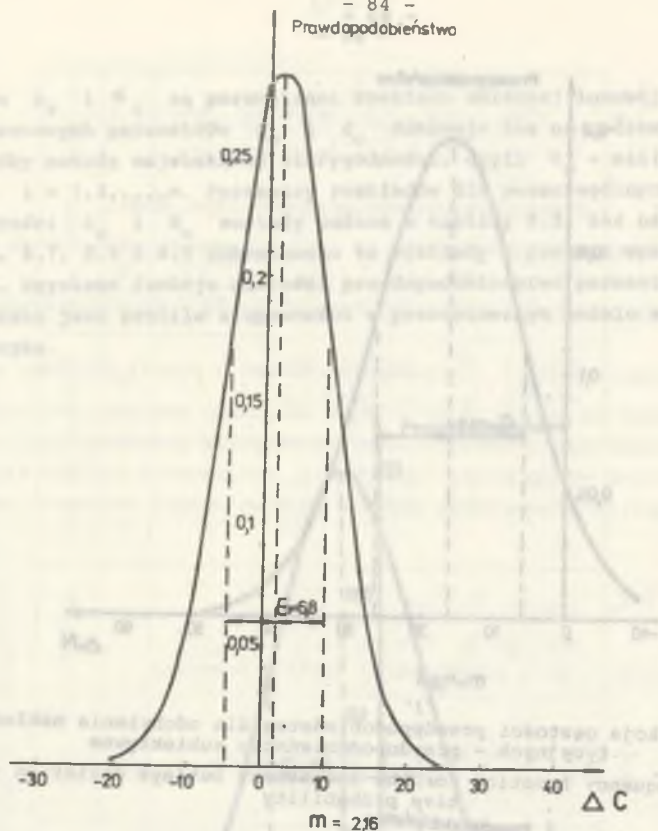
Rys. 8.6. Funkcja gęstości prawdopodobieństwa dla odchylenia nakładów inwestycyjnych - prawdopodobieństwo subiektywne

Fig. 8.6. Frequency function for the investment outlays deviation - subjective probability



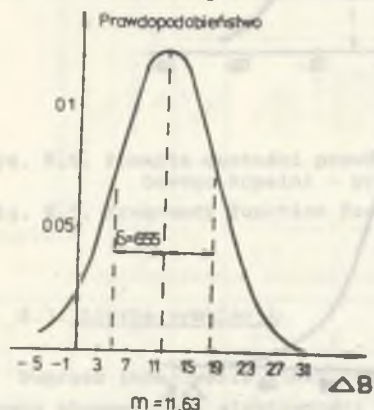
Rys. 8.7. Funkcja gęstości prawdopodobieństwa dla odchylenia kosztu ruchomego - prawdopodobieństwo subiektywne

Fig. 8.7. Frequency function for the operating cost deviation - subjective probability



Rys. 8.8. Funkcja gęstości prawdopodobieństwa dla odchylenia ceny zbytu węgla - prawdopodobieństwo subiektywne

Fig. 8.8. Frequency function for the selling price deviation - subjective probability



Rys. 8.9. Funkcja gęstości prawdopodobieństwa dla odchylenia cyklu budowy kopalni - prawdopodobieństwo subiektywne

Fig. 8.9. Frequency function for the cycle of mine building deviation - subjective probability

200 jest wystarczające, aby z prawdopodobieństwem 0,95 bezwzględny błąd oszacowania wartości średniej z próby nie przekroczył 4%.

8.4. Generowanie liczb losowych

Istnieje wiele metod generowania liczb losowych, dla których opracowano algorytmy i programy na emc [137]. Najprościej jednak jest wykorzystać generator liczb losowych znajdujący się w zbiorze funkcji standardowych języka programowania, który się stosuje. Ponieważ prezentowany model oceny ryzyka oprogramowano na maszynę cyfrową MERA-400, wykorzystano generator liczb losowych języka BASIC tej maszyny. Dlatego też zagadnienia generowania liczb losowych szerzej się nie rozwija. Istnieje natomiast potrzeba wyjaśnienia sposobu uzyskania wartości losowych poszczególnych parametrów na podstawie ich profili niepewności i wygenerowanych liczb losowych. W opracowanym programie na emc dla oceny ryzyka przyjęto stosowanie normalnych oraz trójkątnych rozkładów prawdopodobieństwa parametrów, które wpływają na wielkość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji.

1. Rozkład prawdopodobieństwa normalny [137]

Najbardziej znana metoda generowania zmiennej losowej X o rozkładzie normalnym polega na jej przybliżaniu za pomocą sumy niezależnych zmiennych losowych R_1, R_2, \dots, R_n o jednakowym rozkładzie równomiernym na przedziale $(0,1)$. Ponieważ $E(R_1) = \frac{1}{2}$ oraz $D^2(R_1) = \frac{1}{12}$, więc dla dostatecznie dużych n zmienna losowa

$$X = \frac{(R_1 + R_2 + \dots + R_n) - \frac{n}{2}}{\sqrt{\frac{n}{12}}} \quad (8.9)$$

na rozkład normalny $N(0,1)$. W praktycznych zastosowaniach przyjmuje się najczęściej $n = 12$. Wtedy wzór powyższy przyjmuje postać:

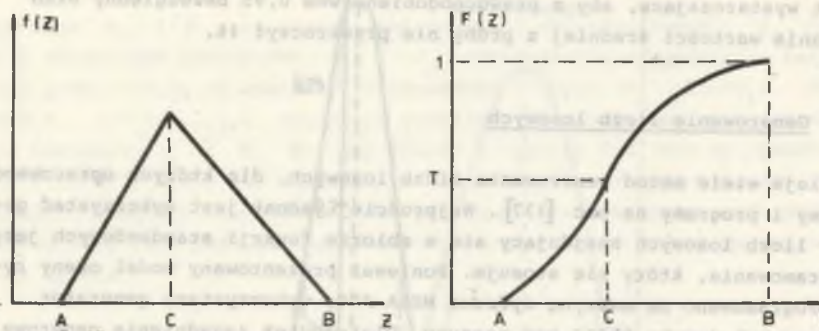
$$X = R_1 + R_2 + \dots + R_{12} - 6 \quad (8.10)$$

Przechodząc do rozkładu normalnego $N(\mu, \sigma)$ zmiennej losowej Z uzyskuje się:

$$Z = \sigma \cdot X + \mu \quad (8.11)$$

2. Rozkład prawdopodobieństwa trójkątny [65, 84]

Zgodnie z oznaczeniami podanymi na rys. 8.10, wartości zmiennej losowej Z o rozkładzie trójkątnym oblicza się ze wzorów:



Rys. 8.10. Wykresy funkcji gęstości prawdopodobieństwa i dystrybucyjny rozkładu trójkątnego
Fig. 8.10. Graphs of frequency function and of triangle distribution function

- jeśli $R \leq T$, to

$$Z = A + \sqrt{(B - A) \cdot (C - A) \cdot R} \quad (8.12)$$

- jeśli $R > T$, to

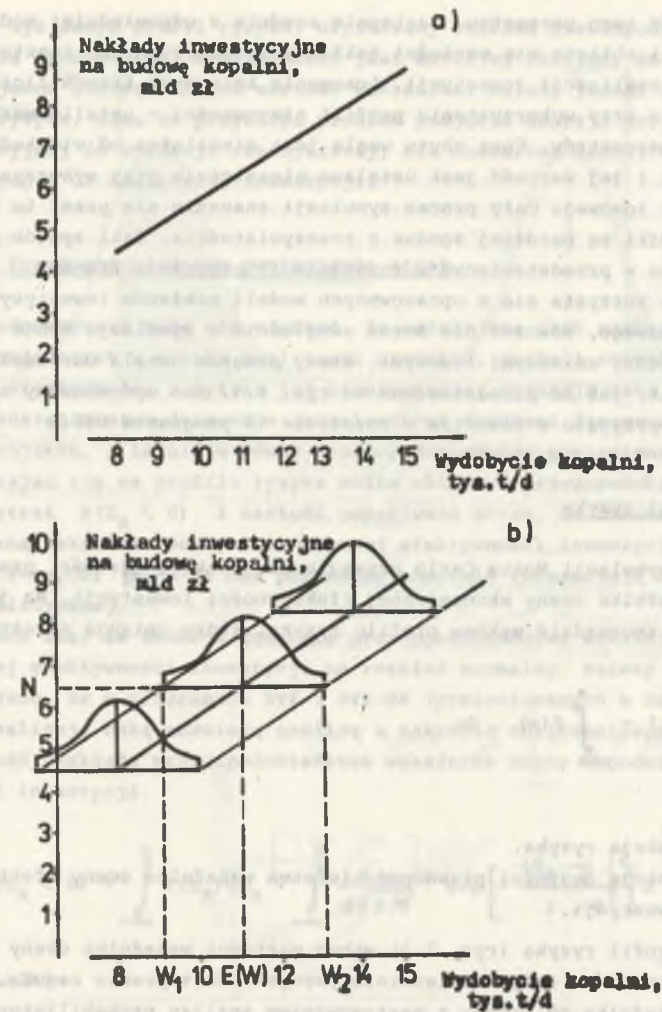
$$Z = B - \sqrt{(B - A) \cdot (B - C) \cdot (1 - R)} \quad (8.13)$$

przy czym

$$T = \frac{C - A}{B - A}$$

8.5. Zależność zmiennych losowych

Przedstawiony na rys. 8.1 schemat postępowania w modelu empirycznym oceny ryzyka sugeruje niezależność zmiennych losowych, czyli parametrów wskaźnika oceny efektywności inwestycji. W istocie zaś nakłady inwestycyjne, jednostkowy koszt ruchowy oraz cykl budowy kopalni zależą od wielkości wydobycia kopalni. Przy uwzględnieniu zależności zmiennych losowych, ustalenie wartości parametrów wskaźnika oceny efektywności inwestycji na drodze symulacji Monte Carlo znacznie się komplikuje. W celu rozważenia tej kwestii przyjmuje się przykładowo zależność nakładów inwestycyjnych od wielkości wydobycia kopalni (rys. 8.11a). Można powiedzieć, że każdej wielkości wydobycia kopalni odpowiada nie tylko jedna wartość nakładów inwestycyjnych na jej budowę, ale określona funkcja gęstości prawdopodobieństwa (rys. 8.11b). Trudno jest zakładać ustalenie różnych funkcji gęstości prawdopo-



Rys. 8.11. Zależność nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni od jej wydobycia

a) zależność deterministyczna, b) zależność stochastyczna

Fig. 8.11. Dependence of investment outlays on its daily output
a) deterministic dependence, b) stochastic dependence

bieństwa dla nakładów inwestycyjnych przy różnych wielkościach wydobycia kopalni. W prezentowanym modelu zależność pomiędzy zmiennymi losowymi uwzględnioną w sposób następujący: najpierw losuje się liczbę losową i opierając się na profilu niepewności wydobycia dobowego kopalni ustala się

losową wartość tego parametru. Następnie zgodnie z odpowiednimi modelami matematycznymi oblicza się wartości nakładów inwestycyjnych, kosztu ruchowego i cyklu realizacji inwestycji. Losowanie kolejnych trzech liczb losowych pozwala - przy wykorzystaniu profili niepewności - ustalić wartości losowe tych parametrów. Cena zbytu węgla jest niezależna od wielkości wydobycia kopalni i jej wartość jest ustalana niezależnie przy wykorzystaniu piątej liczby losowej. Cały proces symulacji znacznie się przez to komplikuje, ale wyniki są bardziej zgodne z rzeczywistością. Taki sposób postępowania przyjęto w przedstawionym w rozdziale 11 programie RYZ-NK.

Jeżeli nie korzysta się z opracowanych modeli nakładów inwestycyjnych i kosztu ruchowego, wówczas nie można uwzględnić w symulacji Monte Carlo zależności między zmiennymi losowymi. Wtedy program ustala wartości losowe parametrów tak, jak to przedstawiono na rys. 8.1. Ten uproszczony sposób postępowania przyjęto w zawartym w rozdziale 10 programie RYZ.

8.6. Profil ryzyka

W wyniku symulacji Monte Carlo uzyskuje się funkcję gęstości prawdopodobieństwa wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. Na jej podstawie łatwo sporządzić wykres profilu ryzyka, który opisuje zależność:

$$R(x) = 1 - \int_{-\infty}^x f(x) \cdot dx \quad (8.14)$$

gdzie:

$R(x)$ - funkcja ryzyka,

$f(x)$ - funkcja gęstości prawdopodobieństwa wskaźnika oceny efektywności inwestycji.

Co daje profil ryzyka (rys. 7.3) wobec wartości wskaźnika oceny efektywności obliczonej dla danych deterministycznych? Jest prawie regułą, że wartość tego wskaźnika obliczona z zastosowaniem analizy probabilistycznej, tzn. z uwzględnieniem niepewności informacji, okazuje się mniejsza niż w przypadku obliczeń dla danych deterministycznych. Ta mniejsza wartość wskaźnika nakazuje większą ostrożność przy podejmowaniu decyzji. Ponadto profil ryzyka dostarcza o wiele więcej informacji niż jedna deterministyczna wartość wskaźnika. Tymi dodatkowymi informacjami są: wartość oczekiwana wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji, jego odchylenie standardowe, prawdopodobieństwo poniesienia strat i ich wartość oczekiwana.

Z wykresu profilu ryzyka można odczytać prawdopodobieństwo uzyskania określonego poziomu efektywności. Praktycznie więc stosowanie prezentowanego modelu nie polega jedynie na obliczeniu wartości oczekiwanej wskaźnika oceny. Model dostarcza empiryczną funkcję gęstości wskaźnika oceny efektyw-

ności i tym samym profil ryzyka. Uzyskiwany rozkład prawdopodobieństwa wskaźnika ekonomicznej efektywności jest bardziej zbliżony do rzeczywistości niż jedna zdeterminowana wartość wskaźnika. Należy jednak zauważyć, że profil ryzyka, mimo że przybliża problem podjęcia decyzji projektowej czy inwestycyjnej do sytuacji rzeczywistej, nie dostarcza żadnej normy decyzyjnej odnośnie do realizacji inwestycji.

8.7. Prawdopodobieństwo poniesienia strat

Niejednokrotnie może się zdarzyć, że ważniejsza jest analiza możliwości poniesienia strat w wyniku realizacji projektu, aniżeli rozważania odnośnie do jego efektywności i ryzyka jej nieuzyskania. Sytuacja taka zaistnieje, gdy przedsiębiorstwo dysponuje ograniczonymi środkami finansowymi na realizację projektu, a istnieje pewne prawdopodobieństwo poniesienia strat.

Opierając się na profilu ryzyka można obliczyć prawdopodobieństwo poniesienia strat $P(E_R < 0)$ i wartość oczekiwaną strat, co oznacza wartość oczekiwaną wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji E_R w przedziale $(-\infty, 0)$ [84]. Te dwa parametry znacznie rozszerzają zakres analizy probabilistycznej.

Zakłada się, że funkcja gęstości prawdopodobieństwa wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji ma rozkład normalny. Należy zauważyć w tym miejscu, że w programach RYZ i RYZ-NK (prezentowanych w dalszym ciągu), które realizują całą omawianą analizę w zakresie obliczeniowym, jest badana normalność rozkładu prawdopodobieństwa wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji.

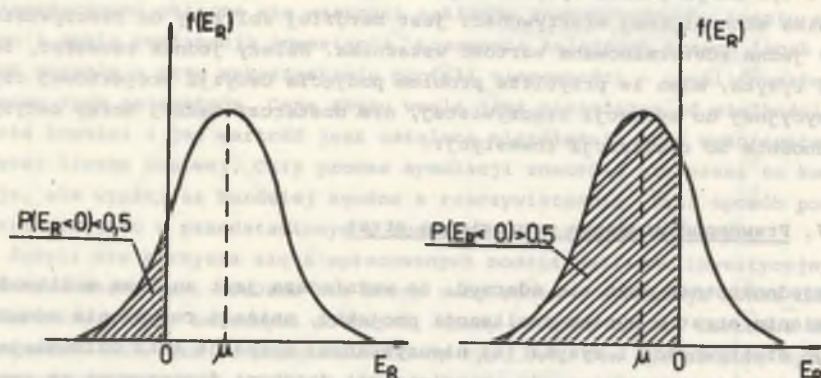
$$P(E_R < 0) = \int_{-\infty}^0 f(E_R) dE_R = \int_{-\infty}^0 \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} \cdot \exp \left[-\frac{(E_R - \mu)^2}{2 \cdot \sigma^2} \right] dE_R \quad (8.15)$$

Podstawiając

$$s = \frac{E_R - \mu}{\sigma}$$

otrzymujemy

$$P(E_R < 0) = \int_{-\infty}^{-\frac{\mu}{\sigma}} \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \cdot e^{-\frac{s^2}{2}} \cdot ds = \Phi \left(-\frac{\mu}{\sigma} \right) \quad (8.16)$$



Rys. 8.12. Przykłady prawdopodobieństwa poniesienia strat w wyniku realizacji projektu

Fig. 8.12. Examples of incur losses probability as a result of the design realization

Na rys. 8.12 przedstawiono dwa przykłady, dla których $P(E_R < 0)$. W pierwszym przypadku $P(E_R < 0) < 0,5$, a w drugim $P(E_R < 0) > 0,5$. Wartość oczekiwaną strat oblicza się z zależności:

$$Z = E(E_R < 0) = \int_{-\infty}^0 E_R \cdot f(E_R) \cdot dE_R = \int_{-\infty}^0 E_R \cdot \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} \cdot \exp \left[-\frac{(E_R - \mu)^2}{2 \cdot \sigma^2} \right] dE_R \quad (8.17)$$

Podstawiając

$$E_R = \sigma \cdot s + \mu \quad \text{oraz} \quad dE_R = \sigma \cdot ds$$

otrzymuje się

$$Z = \sigma \cdot \varphi \left(\frac{\mu}{\sigma} \right) + \mu \cdot \Phi \left(-\frac{\mu}{\sigma} \right) \quad (8.18)$$

gdzie:

$\varphi \left(\frac{\mu}{\sigma} \right)$ - standaryzowana funkcja gęstości rozkładu normalnego,

$\Phi \left(\frac{\mu}{\sigma} \right)$ - standaryzowana funkcja dystrybuanta rozkładu normalnego.

Wracając do wzoru (8.16) można zauważyć, że jeżeli

$$P(E_R < 0) = \text{const}$$

to również

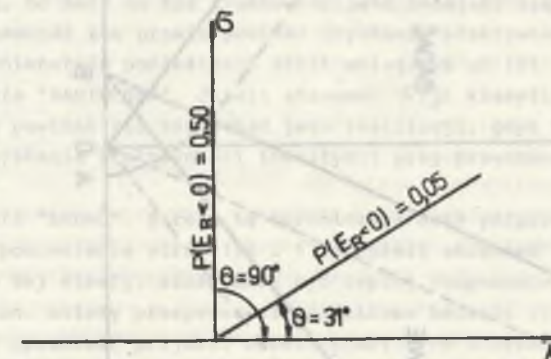
$$\frac{\mu}{\sigma} = \text{const}$$

Oznacza to, że jeżeli prawdopodobieństwo poniesienia strat jest wielkością stałą, to również stosunek wartości oczekiwanej μ do odchylenia standardowego σ przyjmuje stałą wartość. Ilustruje to poniższe zestawienie przy przyjęciu kilku wartości prawdopodobieństwa poniesienia strat.

Tablica 8.4

Prawdopodobieństwo poniesienia strat

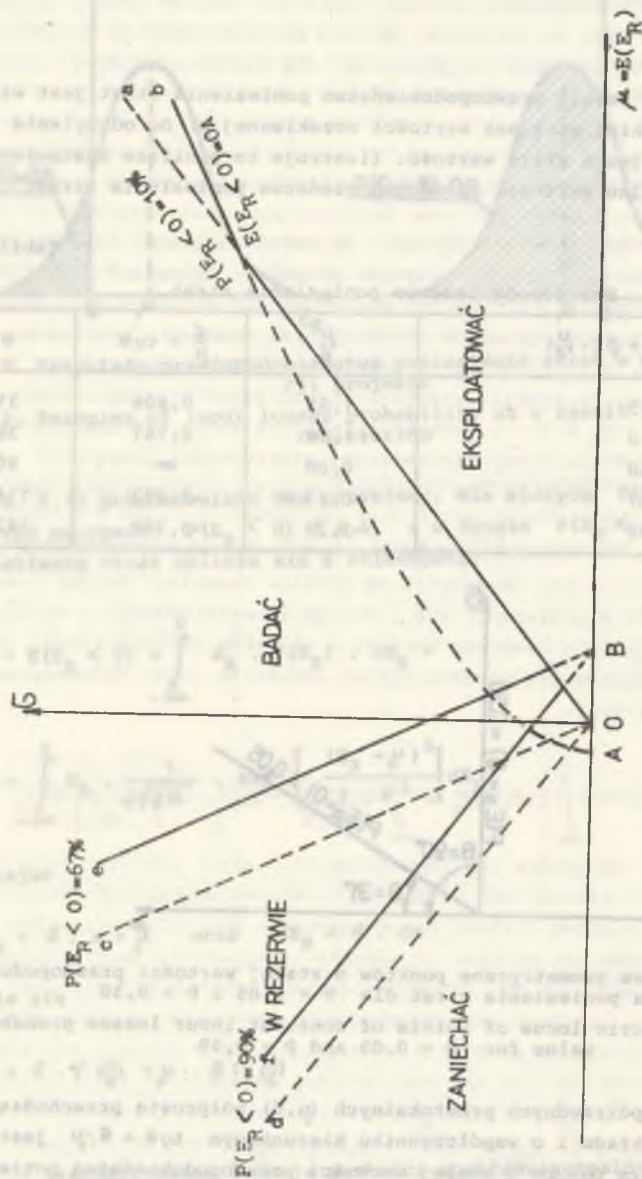
$P(E_R < 0) = \Phi \left(-\frac{\mu}{\sigma} \right)$	$\frac{\mu}{\sigma}$	$\frac{\sigma}{\mu} = \text{tg} \theta$	θ
0,15	1,65	0,606	31°
0,10	1,28	0,781	38°
0,50	0,00	∞	90°
0,67	-0,44	-2,273	114°
0,90	-1,28	-0,781	142°



Rys. 8.13. Miejsce geometryczne punktów o stałej wartości prawdopodobieństwa poniesienia strat dla $P = 0,05$ i $P = 0,50$

Fig. 8.13. Geometric locus of points of constant incur losses probability value for $P = 0,05$ and $P = 0,50$

W układzie współrzędnych prostokątnych (μ, σ) półprosta przechodząca przez początek układu i o współczynniku kierunkowym $\text{tg} \theta = \sigma/\mu$ jest miejscem geometrycznym punktów o stałej wartości prawdopodobieństwa poniesienia strat. Ilustruje to rys. 8.13. Wykorzystując to spostrzeżenie sporządzono diagram decyzyjny w układzie współrzędnych prostokątnych (μ, σ) , który umożliwia klasyfikację projektów z uwagi na prawdopodobieństwo poniesienia strat. Na diagramie tym, pokazanym na rys. 8.14, zaznaczono:



Rys. 8.14. Diagram decyzyjny w układzie współrzędnych (μ, σ) dla klasyfikacji złożeń (projektu jego zagospodarowania) z uwagi na prawdopodobieństwo poniesienia strat w wyniku realizacji projektu

Fig. 8.14. Decisive diagram of (μ, σ) coordinate system for deposit classification (design of its development) with respect to the incur losses probability as a result of design realization

- 1) półprostą $0a$, która jest miejscem geometrycznym punktów (μ, σ) o wartości prawdopodobieństwa poniesienia strat równej 10%. Jeśli projekt eksploatacji złoża charakteryzowany przez parametry μ i σ znajdzie się poniżej tej półprostej, to istnieje prawdopodobieństwo mniejsze od 10%, że jego realizacja przyniesie straty,
- 2) krzywą Ab , która jest miejscem geometrycznym punktów (μ, σ) , dla których wartość oczekiwana strat będzie mniejsza od wielkości $0A$ z prawdopodobieństwem 10%. Jeśli ta krzywa przecina się z poprzednią półprostą, powstaje dodatkowe ograniczenie dla zbioru punktów, dla których $P(E_R < 0) < 10\%$,
- 3) półprostą $0c$, która jest miejscem geometrycznym punktów (μ, σ) dla których prawdopodobieństwo poniesienia strat jest równe 67%,
- 4) półprostą $0d$, która jest miejscem geometrycznym punktów (μ, σ) dla których prawdopodobieństwo poniesienia strat jest równe 90%.

Należy zauważyć, że powyższe wielkości prawdopodobieństwa poniesienia strat (10%, 67%, 90%) przyjęto arbitralnie i do sporządzania diagramu decyzyjnego można przyjmować również inne wielkości według uznania podmiotu decyzyjnego.

Powyższe trzy półproste wydzielają cztery strefy z uwagi na prawdopodobieństwo poniesienia strat, które można interpretować w sposób następujący:

1. Strefa "EKSPLLOATOWAĆ". Jeżeli stosunek σ/μ klasyfikuje projekt do tej strefy, to może on być traktowany jako nadający się do realizacji, tzn. istnieje pewność lub prawie pewność uzyskania efektywności inwestycji, przy prawdopodobieństwie poniesienia strat mniejszym od 10%.
2. Strefa "ZANIECHAĆ". Jeżeli stosunek σ/μ klasyfikuje projekt do tej strefy, to powinno się zaniechać jego realizacji, gdyż istnieje prawie pewność nieuzyskania efektywności inwestycji przy prawdopodobieństwie równym 90%.
3. Strefa "BADAĆ". Strefę tę ograniczają dwie półproste o prawdopodobieństwie poniesienia strat 10% i 67%. Jeżeli stosunek σ/μ klasyfikuje projekt do tej strefy, złożę musi być lepiej rozpoznane, aby decyzja była możliwa, tzn. należy przeprowadzić dodatkowe badania złoża lub też należy dokładniej opracować projekt. Jeżeli koszt tych dodatkowych badań wynosi $0B$, to proste ograniczające prawdopodobieństwa równe 67% i 90% przesuwają się na wykresie w prawo o tę wielkość.
4. Strefa "W REZERWIE". Strefę tę ograniczają dwie półproste o prawdopodobieństwie poniesienia strat 67% i 90%. Jeżeli stosunek σ/μ klasyfikuje projekt do tej strefy, nawet po serii dodatkowych badań, złożę należy zachować w rezerwie w oczekiwaniu na decyzje późniejsze.

Przedstawiony sposób analizy probabilistycznej w odniesieniu do możliwości poniesienia strat jest odpowiedni do stosowania na etapie projektu koncepcyjnego, kiedy to opracowuje się wiele wariantów projektowych i można podejmować decyzje o dodatkowych badaniach złoża, a także o dalszym rozwoju projektu.

Tablica 8.5

Skala ryzyka inwestycji górniczych

Stopień skali	$W_r = \frac{\sigma}{\mu}$	Klasyfikacja projektu
I	$0 < W_r < 0,781$	Projekt nadaje się do realizacji
II	$0,781 \leq W_r < +\infty$ $-\infty < W_r \leq -2,273$	Projekt należy dokładniej przeanalizować lub przeprowadzić dodatkowe badania złoże
III	$-2,273 < W_r \leq -0,781$	Projekt (złoże) należy zachować w rezerwie
IV	$-0,781 < W_r < 0$	Należy zaniechać realizacji projektu

Jeżeli w trakcie opracowywania projektu koncepcyjnego dysponujemy nikłymi informacjami dotyczącymi oszacowania funkcji rozkładu parametrów tego projektu, to wynik symulacji Monte Carlo, czyli profil ryzyka, również będzie obciążony dużą niepewnością informacji. Spowoduje to, że przy wysokim odchyleniu standardowym projekt będzie klasyfikowany w wyższej części wykresu (μ, σ). Dodatkowe badania geologiczne i dokładniejsze opracowanie projektu będą miały na celu przynieść go w dół wykresu i w prawo do strefy EKSPLOATOWAĆ. Jeżeli natomiast projekt przemieści się do strefy W REZERWIE lub pozostanie w strefie BADAĆ, to należy bardzo wnikliwie zastanowić się nad celowością realizacji projektu.

W zależności od granicznych wielkości prawdopodobieństwa poniesienia strat (10%, 67% i 90%) zostały ustalone na diagramie decyzyjnym (μ, σ) cztery strefy klasyfikowania projektów. Stosunek σ/μ wyraża "wskaźnik ryzyka W_r " wprowadzony w poprzednim rozdziale. Tym samym istnieje ścisły związek pomiędzy wartością oczekiwaną wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji, jego odchyleniem standardowym i prawdopodobieństwem poniesienia strat. Wiąże je "wskaźnik ryzyka W_r ".

Opierając się na ustalonych czterech strefach klasyfikacji projektów na diagramie decyzyjnym (μ, σ) proponuje się skalę ryzyka inwestycji górniczych (nowych kopalń). Podstawą klasyfikacji projektów w tej skali jest "wskaźnik ryzyka W_r ", a więc stosunek odchylenia standardowego do wartości oczekiwanej wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji (tablica 8.5).

9. PROGRAM EFIN NA MASZYNĘ CYFROWĄ DO OCENY EKONOMICZNEJ EFEKTYWNOŚCI BUDOWY NOWEJ KOPALNI

9.1. Przeznaczenie programu

Program EFIN został opracowany w języku BASIC na maszynę cyfrową MERA-400. Może być również stosowany do obliczeń za pomocą komputerów osobistych. Został opracowany jako program uzupełniający do programu RYZ oceny ryzyka inwestycji górniczych (powstała w ten sposób wersja RYZ-NK programu RYZ - obydwa programy zostaną przedstawione w dalszym ciągu). Program EFIN może być również stosowany samodzielnie.

Na podstawie danych wejściowych charakteryzujących warunki naturalne złoże projektowanej kopalni i podstawowych informacji o jej rozwiązaniu projektowym program EFIN pozwala obliczyć wartość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. W programie wykorzystano oryginalne modele nakładów inwestycyjnych i kosztu ruchowego (prezentowane są poniżej).

Program oblicza wartość jednego z następujących wskaźników oceny ekonomicznej efektywności inwestycji:

- 1) wskaźnik różnicowy rozwinięty, w mln/zł,
- 2) wskaźnik ilorazowy rozwinięty, w zł/zł,
- 3) wskaźnik ilorazowy uproszczony, w zł/zł,
- 4) wewnętrzna stopa procentowa, w %.

Informacje, które należy przygotować do wykonania obliczeń, pozwalają na stosowanie programu EFIN do oceny ekonomicznej efektywności wariantów projektu koncepcyjnego nowej kopalni, jak również do oceny rozwiązania projektowego opracowywanego w formie Założeń Techniczno-Ekonomicznych. W tym drugim przypadku wartość wskaźnika oceny należy traktować jako szacunkową z uwagi na przyjęte, a konieczne uproszczenia w cyklu budowy kopalni oraz w sposobie obliczania nakładów inwestycyjnych i kosztu ruchowego.

9.2. Obliczanie parametrów technicznych

- a. Ilość powietrza dla kopalni. Dla przyjętej wielkości wydobycia dobowego kopalni i ustalonej głębokości założenia poziomów wydobywczych oblicza się ilość powietrza dla kopalni przy przyjęciu jednostkowych wskaźników zapotrzebowania powietrza podanych w pracy [29].
- b. Liczba i średnice szybów wdechowych i wydechowych. Parametry te ustala się ze względu na obliczoną poprzednio ilość powietrza dla kopalni. Do-

biera się te same średnice szybów wdechowych i te same średnice szybów wydechowych przy ustaleniu odpowiedniej ich liczby zapewniającej przepływ obliczonej ilości powietrza.

- c. Cykl budowy kopalni. Ustala się go zgodnie z przepisami Ministra Budownictwa i Przemysłu Materiałów Budowlanych [87]. Oblicza się okres budowy kopalni do pierwszego wydobywania i cały okres budowy.
- d. Kalkulacyjny okres eksploatacji. Oblicza się go na podstawie średniej stawki amortyzacji środków trwałych zgodnie ze wzorem (6.4), przy czym okresu obliczeniowego nie ogranicza się do maksymalnego okresu kredytowania inwestycji.

9.3. Model kosztu ruchowego

Ścisłe przewidywanie jednostkowego kosztu eksploatacji, a w tym i kosztu ruchowego, dla projektowanych kopalń jest bardzo trudne z uwagi na niedokładną znajomość charakterystyki warunków naturalnych złoża i wynikającej stąd, możliwej do uzyskania wydajności pracy maszyn i ludzi. Dlatego też koszt ten prognozuje się opierając się na informacjach z przeszłości, a więc na podstawie kosztu poniesionego przy już dokonanej eksploatacji w zbliżonych warunkach górniczo-geologicznych.

Na potrzeby opracowanych dotychczas metod optymalizacji wielkości kopalni lub jej elementów strukturalnych, w których przyjęto ekonomiczne kryterium optymalizacji, budowano modele jednostkowych kosztów eksploatacji.

Klasyczna już dziś metoda R. Bromowicza-M. Jawienia [9, 42, 43] optymalizacji wielkości kopalni bazuje na analitycznym modelu kosztów. Wydzielono jedenaście pozycji i dla nich zbudowano cząstkowe modele analityczne, które przy przyjęciu jednostkowych wskaźników kosztów wiązały poszczególne pozycje kosztów z parametrami optymalizowanymi oraz z parametrami naturalnymi złoża i projektowymi kopalni.

W pracy [129] podano analityczny model jednostkowego kosztu ruchowego opracowany na potrzeby oceny ekonomicznej efektywności budowy nowych kopalń. W modelu uzależniono wielkość tego kosztu od podstawowych parametrów projektowych kopalni i parametrów naturalnych złoża.

Dla Modelu Matematycznego Kopalni [94, 102] również opracowano model kosztu wydobywania na potrzeby oceny efektywności wariantów projektowych. W modelu tym kalkuluje się koszty na elementarnych stanowiskach ich powstawania opierając się na znajomości wielkości parametrów charakteryzujących złoża i rozwiązanie projektowe kopalni.

W metodzie optymalizacji wielkości i modelu kopalni w warunkach złoża w LZW, podanej przez J. Paździore [93], zbudowano analityczny model kosztów dla przyjętych wariantowo modeli wielkości i modelu kopalni. Bazuje on na zestawie wskaźników kosztów opracowanych na potrzeby modelu.

Inne podejście niż w zaprezentowanych poprzednio modelach charakteryzuje symulacyjno-regresyjna metoda oceny wariantów rozwoju kopalni [75].

Na potrzeby modelu kosztu wydobywania wykorzystuje się tutaj równania regresji dla wyróżnionych przekrojów technologicznych. Obszerne i wnikliwe rozważania odnośnie do przydatności w tej metodzie regresyjnych modeli kosztów przeprowadził A. Madejski [78]. Za pomocą funkcji regresji zbudowanych na podstawie informacji statystycznych z banku danych systemu IOS i z kopalń wykazał, że wpływ podstawowych parametrów charakteryzujących wielkość i model kopalni na poziom kosztów własnych jest znaczny i zmiana wartości tych parametrów może prowadzić do zmiany poziomu kosztów nawet o 40%. Równocześnie wykazał on, że informacje statystyczne dostępne w banku danych systemu IOS mogą być przydatne do budowy modeli regresyjnych kosztów na potrzeby prognozowania jednostkowego kosztu wydobywania.

Biorąc pod uwagę dotychczasowe prace i nabyte doświadczenia w zakresie budowania i wykorzystywania modeli do obliczania kosztów wydobywania, zdecydowano się zastosować równania regresji w modelu kosztu ruchowego.

Przemawiały również za tym inne względy, jak:

- możliwość uzyskania realnych wielkości kosztu na podstawie modelu,
- względna prostota modelu,
- możliwość szybkiej aktualizacji modelu zgodnie z danymi w banku IOS.

Jako informacje statystyczne wykorzystano dane zgromadzone w banku danych systemu IOS [79]. Materiał statystyczny dotyczył miesięcy kwietnia i maja 1982 r. Obliczone na podstawie tego materiału równania regresji za pomocą programu XDS-2 budziły wątpliwości z uwagi na swą małą istotność oraz samą postać uzyskanych funkcji. Stąd też powtórzono całą analizę przy wykorzystaniu dodatkowo informacji statystycznych z miesięcy listopada i grudnia 1982 r. Uzyskane w wyniku tej analizy równania regresji wykorzystano w prezentowanym w dalszym ciągu modelu matematycznym kosztu ruchowego. Model ten pozwala obliczyć wielkość jednostkowego kosztu ruchowego na poziomie cen z 1 stycznia 1983 r.

Materiał statystyczny zgrupowano w macierzach obserwacji odpowiadających następującym wyróżnionym przekrojom technologicznym procesu wydobywania:

1. Pola wybierania obejmujące procesy produkcyjne zachodzące w pokładach od przodków wybierkowych do punktów załadunkowych.
2. Transport poziomy na poziomach wydobywczych.
3. Transport pionowy w szybach.
4. Podsadzka hydrauliczna poza polami wybierania.
5. Przewietrzanie poza polami wybierania.
6. Pozostałe procesy na dole.
7. Pozostałe procesy na powierzchni.
8. Przeróbka mechaniczna węgla.

Dla tych przekrojów technologicznych uzyskano macierze obserwacji zawierające jednostkowe koszty ruchowe oraz wielkości parametrów technicznych i technologicznych, które służyły jako zmienne niezależne modeli regresyj-

nych. Ponadto w przekroju technologicznym 1 wydzielono kopalnie stosujące podszadkę hydrauliczną i nie stosujące jej, a w przekrojach 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7 wydzielono kopalnie niemetanowe i słabo metanowe (niemetanowe oraz I i II kategoria metanowości) oraz silnie metanowe (III i IV kategoria). Ilość informacji w poszczególnych przekrojach technologicznych przedstawiono w tablicy 9.1.

Tablica 9.1

Ilość obserwacji w poszczególnych przekrojach technologicznych

Przekrój technologiczny	Kopalnie niemetanowe	Kopalnie silnie metanowe	Kopalnie z podszadką hydrauliczną	Kopalnie bez podszadki hydraulicznej
1	49	71	63	57
2	49	71	-	-
3	49	71	-	-
4	-	-	63	-
5	49	71	-	-
6	49	71	-	-
7	49	71	-	-
8	78	78	-	-

Do wyznaczenia równań regresji dla poszczególnych macierzy obserwacji wykorzystano program XDS-2 w COIG oraz program REGRES w Zakładzie Projektowania Kopalń. Uzyskane równania regresji umieszczono w tablicy 9.2. W równaniach tych występują następujące zmienne niezależne:

- K1 - wydobycie dobowe brutto kopalni, t/d,
- K2 - średnioważona wysokość przodków wybierkowych, m,
- K3 - średnia głębokość poziomów wydobywczych, m,
- K4 - stosunek wydobycia handlowego do wydobycia brutto, %,
- K5 - udział wydobycia z posadzką hydrauliczną w wydobyciu kopalni, %,
- K7 - $10^6/K1$,
- K8 - wskaźnik zależny od kategorii metanowości.

Dla każdego równania w tablicy 9.1 podano:

- 1) minimalną, średnią i maksymalną wartość składnika kosztu ruchowego,
- 2) minimalne, średnie i maksymalne wartości zmiennych niezależnych występujących w poszczególnych równaniach; wartości minimalne i maksymalne stanowią ograniczenia dla możliwych wartości zmiennych niezależnych przyjmowanych w równaniach regresji,
- 3) współczynnik korelacji wielorakiej. Ich wartości mieszczą się w przedziale od 0,41 do 0,87. Trzy równania posiadają współczynnik mniejszy od 0,5. Przeanalizowano dokładnie te równania. Mimo tak małej siły związku po-

Tablica 9.2

Równania regresji składników kosztu ruchowego kopalni

Lp.	Przekrój technologiczny - składnik kosztu ruchowego	Postać funkcji regresji	Minimalne, średnie, i maksymalne wartości kosztu	Minimalne, średnie i maksymalne wartości zmiennych niezależnych	Współczynnik korelacji wielorakiej
1	Pole wydobycia bez podszadki hydraulicznej	$A1 = 621,36 - 28,03 \cdot K2^2 - 1,9432 \cdot K7 + 388,32$ (COIG)	316,3; 811; 1456,8	K2: 1,1; 2,33; 3,9 K7: 36,76; 89,26; 33,3	0,63
2	Pole wydobycia z podszadką hydrauliczną	$A2 = 180,98 + 0,05474 \cdot K1 + 1,604 \cdot K5$ (COIG)	438,4; 838,3; 1165	K1: 5136; 11025; 24209 K5: 1; 33,5; 91,6	0,65
3	Transport pionowy w kopalni niemetanowej	$A3 = 212,49 - 0,006942 \cdot K1$	100,3; 170,6; 212,4	K1: 6261; 11798; 21344	0,81
4	Transport pionowy w kopalni silnie metanowej	$A4 = 296,32 - 0,008143 \cdot K1$	113,3; 195,2; 246,7	K1: 4164; 12414; 24209	0,80
5	Transport pionowy w kopalni silnie metanowej	$A5 = 81,3 - 0,002418 \cdot K1 + 0,06767 \cdot K3$ (COIG)	36,8; 79,0; 151,2	K1: 3033; 12302; 27204 K3: 183; 404; 643	0,63
6	Transport pionowy w kopalni silnie metanowej	$A6 = 118,78 - 0,001957 \cdot K1 - 0,004676 \cdot K3$ (COIG)	59,1; 88,9; 122	K1: 5598; 14039; 24209 K3: 264; 532; 814	0,34
7	Przetwarzanie w kopalni niemetanowej	$A7 = 50,51 - 0,001926 \cdot K1$	6,7; 26,8; 56,7	K1: 3033; 12326; 27204	0,87
8	Przetwarzanie w kopalni silnie metanowej	$A8 = 79,49 - 0,002447 \cdot K1$	22,4; 47,6; 81,5	K1: 5598; 13039; 24209	0,72
9	Podszadka hydrauliczna poza polem wydobycia	$A9 = 0,0109 \cdot K7 + 12,324 \cdot K8 + 0,218 \cdot K5$ (COIG)	0,24; 18,8; 63,73	K7: 41,3; 104,2; 167,4 K5: 1; 33,5; 91,6	0,42
10	Pozostałe procesy na dole w kopalni niemetanowej	$B1 = 295,82 - 0,0064866 \cdot K1$ (COIG)	89,6; 215,92; 420,82	K1: 3033; 12317; 27204	0,53
11	Pozostałe procesy na dole w kopalni silnie metanowej	$B2 = 168,98 + 0,7486 \cdot K7$ (COIG)	135,5; 239,06; 599,66	K7: 41,3; 91,3; 240,17	0,41
12	Pozostałe procesy na powierzchni w kopalni niemetanowej	$B3 = 385,0 - 0,0093650 \cdot K1$ (COIG)	138,6; 278,2; 395,8	K1: 3033; 11349; 27306	0,76
13	Pozostałe procesy na powierzchni w kopalni silnie metanowej	$B4 = 504,36 + 0,01474 \cdot K1$	193,9; 303,94; 494,1	K1: 6021; 13601; 21453	0,74
14	Przerob mechanizacyjny węgla	$B5 = 176,26 + 0,3124 \cdot K7 - 1,4314 \cdot K4$ (COIG)	8,8; 82,69; 239,6	K7: 36,76; 106,89; 333 K4: 60,7; 87; 93,8	0,43

między poszczególnymi składnikami kosztu ruchowego a zmiennymi niezależnymi, kierunek ich oddziaływania na koszt jest zgodny z oczekiwanym. Ponadto należy zauważyć, że sposób tworzenia modelu regresyjnego za pomocą programu XDS-2 wskazuje na te równania, jako na "najlepsze" z możliwych do uzyskania. Tak więc te trzy równania brano pod uwagę w modelu, mimo niskich współczynników korelacji.

Poddano analizie wpływ zmiennych niezależnych modeli regresyjnych na kształtowanie się wielkości kosztu ruchowego kopalni. Brano pod uwagę następujące zmienne niezależne:

- 1) wydobywanie dobowe brutto kopalni K1 (od 6 do 23 tys. d(d),
- 2) średnioważona wysokość przodków wybierkowych K2 (od 1,0 do 4,0 m),
- 3) średnia głębokość poziomów wydobywczych K3 (od 200 do 1000 m),
- 4) stosunek wydobywania handlowego do wydobywania brutto K4 (od 55 do 95%)

W obliczeniach zmieniano jeden z tych parametrów, przy czym pozostałe parametry przyjmowały wartości średnie. Wyniki obliczeń zobrazowano na rys. 9.1.

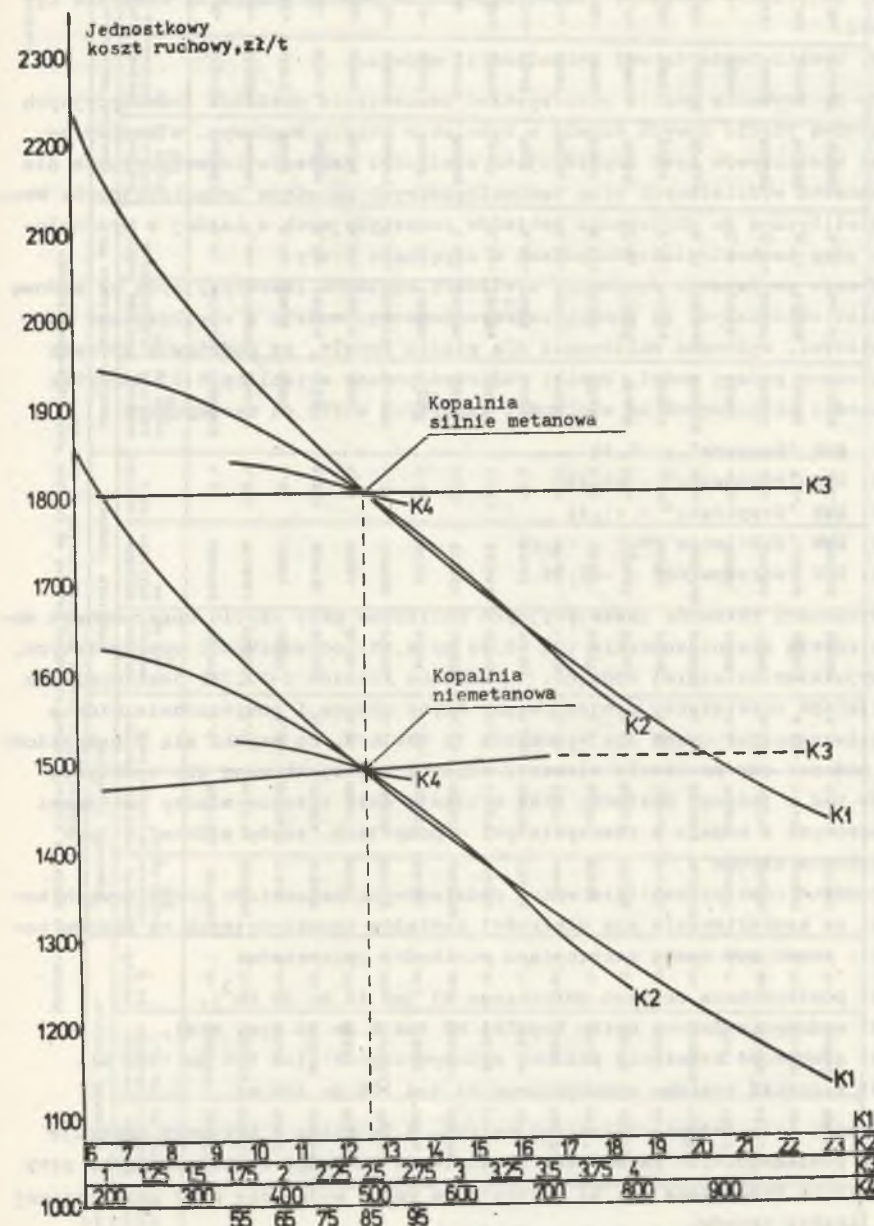
9.4. Model nakładów inwestycyjnych

Na początku lat sześćdziesiątych, w Biurze Projektów Przemysłu Węglowego, podjęto próbę opracowania modelu matematycznego nakładów inwestycyjnych (i kosztu ruchowego) na potrzeby oceny efektywności budowy kopalń węgla kamiennego w GZW [129]. Opracowany model bazował na wskaźnikach techniczno-ekonomicznych opracowanych generalnych projektów koncepcyjnych i generalnych projektów wstępnych nowych kopalń. Jest to model analityczny, dostosowany do wymogów obowiązującego wówczas wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji i do możliwości wykonania obliczeń "ręcznych". Porównanie wyników modelu ze wskaźnikami nakładów dla siedmiu kopalń wykazało dostateczną jego dokładność i tym samym jego praktyczną przydatność. Niektóre elementy tego modelu zostały następnie wykorzystane w innych pracach jego autorów [132, 133].

Inną próbę opracowania modelu nakładów inwestycyjnych podjęto na potrzeby Modelu Matematycznego Kopalni [102]. Dla zadanych parametrów naturalnych złoża i projektowych kopalni model ten pozwalał obliczyć wielkość nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni.

Obydwa modele nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni stanowią znaczną sumę doświadczeń w zakresie budowy tego typu modelu i pozwoliły na sformułowanie podstawowych założeń do opracowania prezentowanego poniżej modelu nakładów inwestycyjnych, które można ująć w następujący sposób:

1. Wykorzystanie wskaźników elementów nakładów inwestycyjnych opracowanych projektów nowych kopalń.
2. Maksymalne ograniczenie ilości danych wejściowych, niezbędnych do posługiwania się modelem.



Rys. 9.1. Wpływ wybranych parametrów na kształtowanie się jednostkowego kosztu ruchowego

Fig. 9.1. Influence of the chosen parameters on the elementary operating cost

3. Obliczanie nakładów inwestycyjnych za pomocą modelu na maszynie cyfrowej.

4. Umożliwienie łatwej aktualizacji modelu.

Do opracowania modelu wykorzystano zestawienia nakładów inwestycyjnych na budowę pięciu nowych kopalń w Rybnickim Okręgu Węglowym. W zestawieniach kosztorysów tych kopalń ujęto wielkości nakładów inwestycyjnych dla osiemnastu wydzielonych grup technologicznych obiektów inwestycyjnych. Wzory analityczne do obliczania nakładów inwestycyjnych w każdej z wydzielonych grup technologicznych podano w oryginale pracy.

W celu porównania zgodności wielkości nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni obliczanych za pomocą zaprezentowanego modelu z wielkościami rzeczywistymi, wykonano obliczenia dla pięciu kopalń, na podstawie których opracowano podany model. Wyniki obliczeń podano w tablicy 9.3. Odchyłki wielkości obliczonych od wielkości zawartych w ZTE są następujące:

1. KWK "Kaczyce" - -5,1%
2. KWK "Pawłowice" - -5,3%
3. KWK "Krupiński" - +1,4%
4. KWK "XXX-lecie PRL" - +4,6%
5. KWK "Warszowice" - -22,7%.

Wielkości nakładów inwestycyjnych obliczone przy użyciu opracowanego modelu różnią się nieznacznie (od -5,3% do 4,6%) od wielkości rzeczywistych, za wyjątkiem ostatniej kopalni. Ta znaczna różnica (-22,7%) jest wynikiem przyjętego rozwiązania projektowego. Szyby główne i powierzchnia główna została zaprojektowana dla wydobywania 12 000 t/d, co uzyska się w przyszłości, podczas gdy pozostałe elementy kopalni zaprojektowano dla wydobywania 6 000 t/d z jednego poziomu. Stąd wynikają duże różnice między nakładami wyliczonymi z modelu a rzeczywistymi w pozycjach "szyby główne" i "powierzchnia główna".

Poddano również analizie wpływ podstawowych parametrów projektowych kopalni na kształtowanie się wielkości nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni. Brano pod uwagę następujące wielkości parametrów:

- 1) powierzchnia obszaru górniczego P1 (od 14 do 30 km²),
- 2) wydobywania dobowe netto kopalni W2 (od 6 do 20 tys. t/d),
- 3) głębokość założenia poziomu wydobywczego H1 (od 500 do 1000 m),
- 4) wysokość poziomu wydobywczego H4 (od 100 do 200 m).

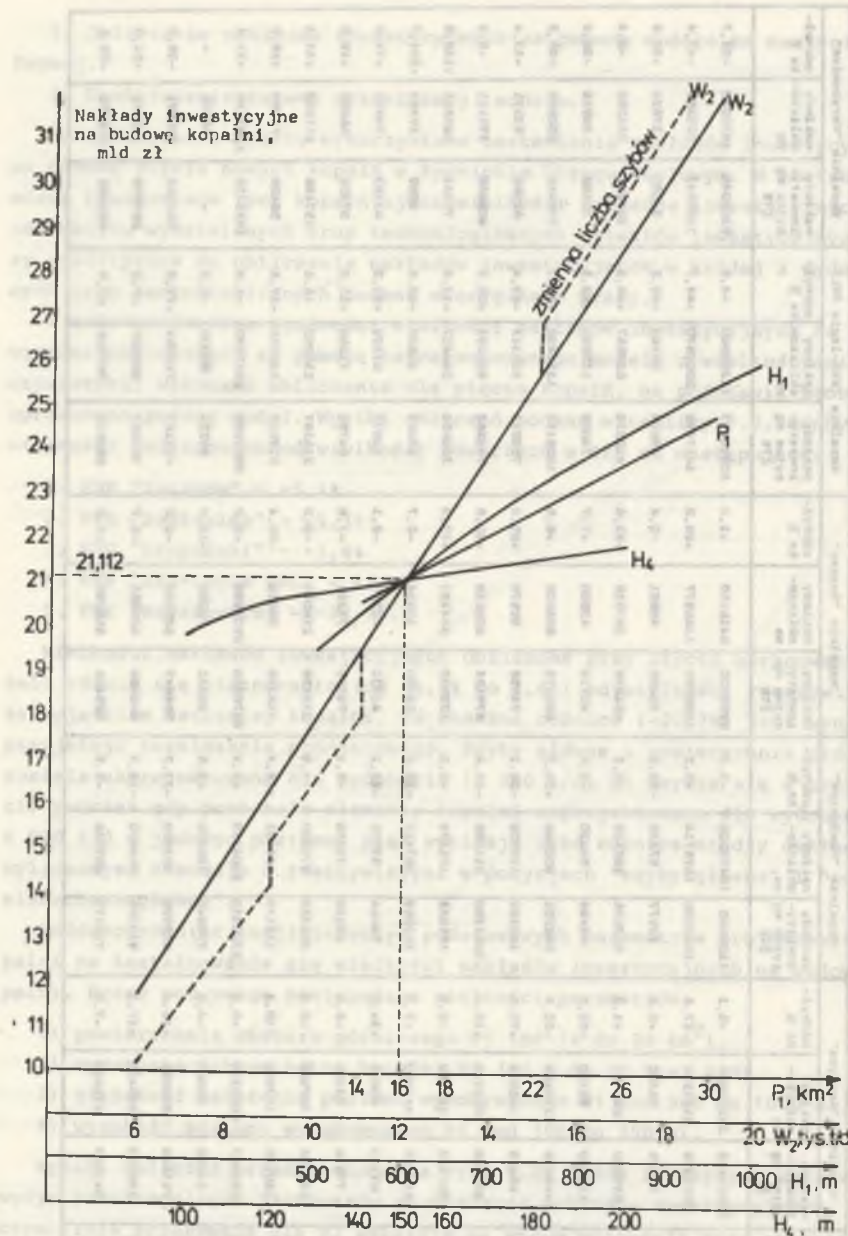
Wyniki obliczeń przedstawiono na rys. 9.2. Każda z krzywych obrazuje wpływ poszczególnych parametrów na wielkość nakładów inwestycyjnych, przy czym linia przerywana dla W2 wskazuje na wpływ wydobywania przy zmieniającej się liczbie szybów.

Na zakończenie należy podać kilka uwag wyjaśniających do zaprezentowanego modelu nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni:

Tablica 9.3

Zestawienie nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni wg Założeń Techniczno-Ekonomicznych i obliczonych za pomocą programu NAKŁADY (w tys. zł)

Lp.	rodz. in- westy- cyjnych	Element nakł.	Kopalnia "Kaczyce"			Kopalnia "Pawłowice"			Kopalnia "Szwarc"			Kopalnia "XXX-lecie PRL"			Kopalnia "Warszawice"			Lp.	rodz. in- westy- cyjnych	Element nakł.
			nakłady inwestycyjne w zł	odczyty- ka %	nakłady inwestycyjne w zł	odczyty- ka %	nakłady inwestycyjne w zł	odczyty- ka %	nakłady inwestycyjne w zł	odczyty- ka %	nakłady inwestycyjne w zł	odczyty- ka %	nakłady inwestycyjne w zł	odczyty- ka %	nakłady inwestycyjne w zł	odczyty- ka %	nakłady inwestycyjne w zł			
1	1	1	13591442	13270800	-8,1	1106090	10473500	-5,3	8294600	8416150	+1,4	10892489	11392000	+4,6	6305040	4870040	-22,7			
2	2	2	2575978	21213120	-17,6	1848500	1675714	-9,3	1050629	1346077	+28,2	1417493	2050970	+44,7	1189843	623365	-47,4			
3	3	3	70825	75490	+6,8	74877	87310	+10,2	48880	48681	-0,4	38604	65183	+66,2	34020	37624	+10,6			
4	4	4	649680	657491	+1,2	50876	562185	-0,1	481878	387919	-23,6	433325	632637	+46,3	263504	241250	-8,4			
5	5	5	128380	55350	-53,2	42498	38430	-9,6	40119	43900	+7,7	74008	110520	+49,3	30186	38916	+28,6			
6	6	6	1446228	1114460	-22,9	592255	802548	+35,1	825273	664000	+6,5	1505157	1314490	-12,7	749448	550995	-26,5			
7	7	7	85633	145978	+70,5	360368	115305	-28,1	74052	92578	+25,0	758219	123313	-83,4	61862	53571	-13,4			
8	8	8	984620	1021210	+25,4	1064350	911098	-14,4	679181	605618	-10,8	745262	956193	+28,3	408859	375111	-8,3			
9	9	9	257123	241169	-6,2	166343	173174	+3,1	122835	144123	+17,3	326653	284457	-12,9	77441	169241	+118,5			
10	10	10	417645	447950	+7,3	363389	287423	-20,8	16420	15984	-2,7	89489	33629	-62,4	5099	18423	+281,7			
11	11	11	67353	90622	+34,5	74494	57276	-23,1	43731	40178	-8,3	32677	63129	+93,2	43183	74072	+71,5			
12	12	12	77910	73356	-5,8	69129	73356	+6,1	79369	73356	-7,8	64755	73356	+13,3	57402	46498	-19,0			
13	13	13	316724	307500	-2,9	301332	274500	-8,9	216558	216000	-0,2	216197	230250	+6,5	157486	211500	+34,3			
14	14	14	130166	143550	+10,3	114149	131731	+15,4	124359	99010	-20,4	219537	136593	-37,8	56408	71281	+26,3			
15	15	15	4022967	4060370	+0,9	2720310	2804310	+3,1	2879010	2901690	+0,8	3001926	2947290	-1,8	1925715	1347210	-31,1			
16	16	16	61252	59000	-4,0	376843	366000	+2,6	82231	72000	-12,4	94221	90000	-6,3	-	36000	-			
17	17	17	711234	828096	+16,4	828628	653528	-21,2	559647	523168	-6,2	415187	710864	+71,2	504523	303891	-39,8			
18	18	18	1154090	955456	-17,3	930195	754070	-18,9	642836	609463	-5,7	785267	820227	+7,2	287879	350643	+23,9			
19	19	19	941607	870563	-7,5	730173	687042	-5,9	525404	552099	+4,3	682612	747318	+7,9	426392	319475	-25,1			



Rys. 9.2. Wpływ podstawowych parametrów projektowych kopalni na wielkość nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni

Fig. 9.2. Influence of the primary design parameters on the amount the of the investment outlays

1. Przedstawione zależności i występujące w nich jednostkowe wskaźniki nakładów ustalono na podstawie kosztorysów rozwiązań projektowych pięciu kopalń w Rybnickim Okręgu Węglowym. Stąd też model pozwala obliczyć nakłady inwestycyjne na budowę kopalni w warunkach zbliżonych do warunków geologicznych tych kopalń i przy podobnych rozwiązaniach projektowych.

2. Kosztorysy, na podstawie których opracowano model, sporządzono na poziomie cen z stycznia 1978 r. Zaistniała konieczność dostosowania cen w modelu do poziomu cen ze stycznia 1983 r. (jak w przypadku kosztu ruchowego). Na podstawie opracowania pt. "Zestawienie wskaźników przeliczeniowych cen robót górniczych, budowlanych i montażowych M-82 w układzie JKOI" wykonanym przez GBSiPG Katowice (1982 r.) ustalono średni wskaźnik przeliczeniowy dla analizowanych kopalń w wysokości 2,65, który uwzględniono w programie obliczeniowym.

Tablica 9.4

Przykładowe dane do programu EFIN

RUN
RUNNING: LFINB 61WJ
CZY WYKONYWAĆ OBLICZENIA ? Y

PODAĆ DANE DO PROGRAMU EFIN-B

NUMER PRZYKŁADU OBLICZENIOWEGO	----	1
POWIERZCHNIA OBSZARU GÓRNICZEGO, KM ²	----	16
WYDOBYCIE DOBOWE BRUTTO KOPALNI, TYS. T/D	----	18
WYDOBYCIE DOBOWE NETTO KOPALNI, TYS. T/D	----	12
UDZIAŁ WYDOBYCIA Z PODSZYBKA HYDRAULICZNA, %	----	0
GLEBOKOŚĆ ZAŁOŻENIA POZIOMU WENTYLACYJNEGO, M	----	550
IŁOŚĆ POZIOMOWYCH WYDOBYWCZÓW CZYNNYCH RÓWNOCZESNIE	----	1
WYSOKOŚĆ PIERWSZEGO POZIOMU WYDOBYWCZEGO, M	----	150
SKŁONIA WIDOKUŚCIE ŚLANIA, M	----	2.5
METANOWOŚĆ KOPALNI, M ³ CH ₄ /T	----	20
DOPŁYW WODY DOŁOWEJ, M ³ /MIN	----	3
GLEBOKOŚĆ PRZEJĘCIA GURUWOKU, M	----	300
CZY KOPALNIA POSIADA WŁASNY ZAKŁAD PRZERUBCZY ?	----	
JESLI TAK - PODAĆ 1, JESLI NIE - PODAĆ 2	----	1
CZY KOPALNIA GRANICZY Z INNĄ KOPALNIĄ ?	----	1
CZY POWIERZCHNIA POMOCNICZA JEST MATERIAŁOWO-ZJAZDOWA ?	----	
CENA ZBITU WĘGLA, ZŁ/T	----	2400
ŚREDNIA STAWKA AMORTYZACJI ŚRODKÓW TRWAŁYCH, %/100	----	106
KALKULACYJNA STOPA PROCENTOWA, %/100	----	103
WSKAŹNIK OCENY = RÓŻNICOWY ROZWINIĘTY	----	PODAĆ 1
ILORAZOWY ROZWINIĘTY	----	PODAĆ 2
ILORAZOWY UFRUSZCZONY	----	PODAĆ 3
WENETRZNA STOPA PROCENTOWA	----	PODAĆ 4 - 1
KALKULACJA EFENTYWAŚCI PRZEFORMOWAĆ W CENACH :		
DEZINTEKSTYCH - PODAĆ 1, PIELERACH - PODAĆ 2	----	1
PODAĆ WSPÓŁCZYNNIK WZROSTU CEN Z POZIOMYCH CEN 1.1.1983	----	
----	----	1
DLA JEDNOSTKOWEGO KOSZTU EKSPLOATACJI	----	1
DLA NAKŁADÓW INWESTYCYJNYCH	----	1
CZY ZADAJE SIE JEDNOSTKOWE KOSZTY GLEBIENIA SZYBOW ?	----	
JESLI TAK - PODAĆ 1, JESLI NIE - PODAĆ 2	----	2
CZY ZADAJE SIE JEDNOSTKOWY KOSZT WYKONANIA WIRUBISK	----	
UDOSTĘPNIACZĄCYCH	----	2

3. Obliczenie za pomocą zaprezentowanego modelu wielkości nakładów inwestycyjnych pozwala uzyskać rzeczywistą ich wielkość na realizację inwestycji podstawowej przez wprowadzenie do programu EFIN (w danych) współczynników zmiany nakładów inwestycyjnych z poziomu cen ze stycznia 1983 r. do aktualnego poziomu cen.

4. Ustalone i przyjęte w modelu jednostkowe wskaźniki nakładów mogą być łatwo zmienione bądź uaktualnione na podstawie kosztorysów nowych rozwiązań projektowych, co pozwala na prostą aktualizację modelu.

9.5. Organizacja obliczeń w programie EFIN. Dane i wyniki

Organizacja obliczeń w programie EFIN jest bardzo prosta i obrazuje ją ogólny schemat blokowy przedstawiony na rys. 9.3. Dane zmienne, przygotowywane przez użytkownika programu, mogą być czytane sposobem wsadowym (wersja EFIN-A) lub sposobem konwersacyjnym (wersja EFIN-B).

W drugim przypadku emc drukuje nazwę parametru wejściowego i czeka na jego podanie. Program oblicza kolejno podane poprzednio wskaźniki techniczne, a następnie wartość jednostkowego kosztu ruchowego i wielkość nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni. Na koniec program oblicza wartośćżądanego wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji. Do wykonania obliczeń należy przygotować zestaw danych podanych w tabelicy 9.3. Przykładowy wydruk wyników obliczeń zawiera tablica 9.4. Wyniki obliczeń wykonanych za pomocą programu EFIN i ich analiza zostaną przedstawione w rozdziale 12.

Tablica 9.5

Przykładowy wydruk wyników z programu EFIN

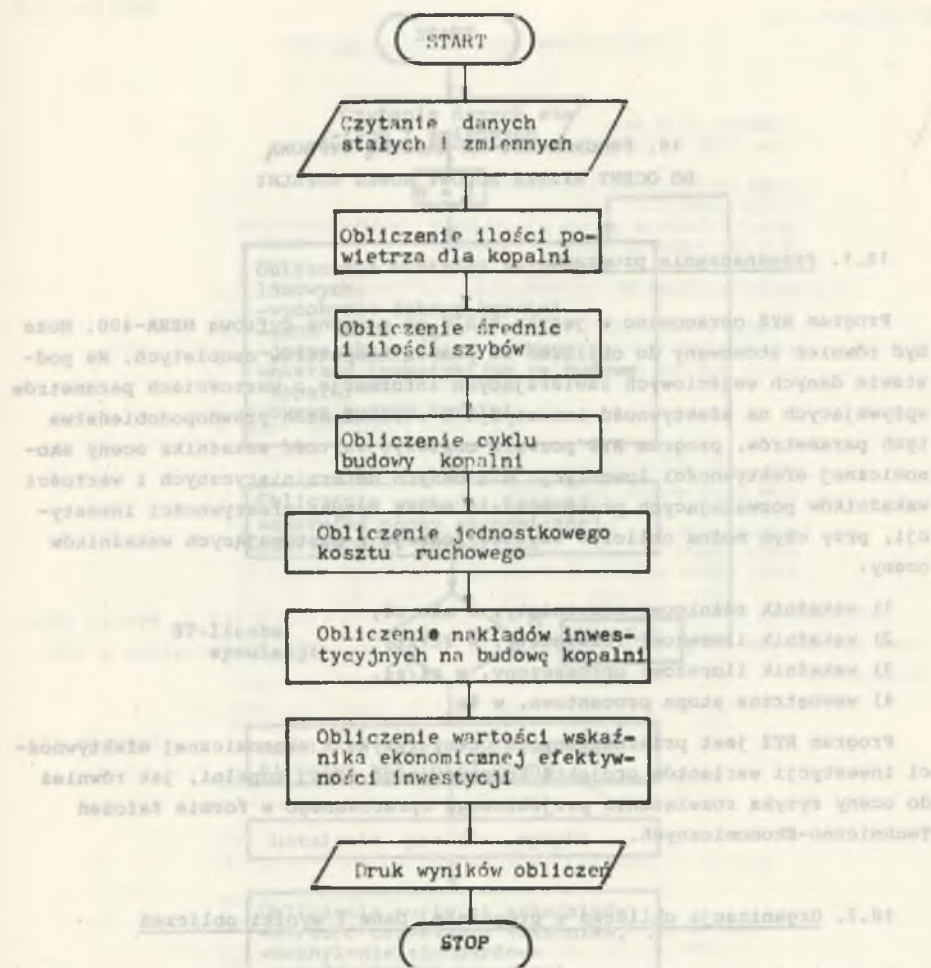
DANE DO OBLICZEN

1	16	18	12	0	550	1	150	0	2.5	20
3	300	1	1	2	2400	.06	.03	1	1	1

WYNIKI OBLICZEN Z PROGRAMU EFIN PRZYKŁAD NR 1

ILOSC POWIETRZA DLA KOPALNI : 19500.3 M³/MIN
 SREDNICE 1 SZYBOW WDECHOWYCH: 8.5 METROW
 SREDNICE 2 SZYBOW WYDECHOWYCH 6.5 METROW
 ILOSC SZYBOW KOPALNI: 3
 ILOSC SZYBOW GLOWNYCH: 2
 ILOSC SZYBOW PERYFERYJNYCH: 1
 OKRES OBLICZENIOWY WSKAZNIKA: 25 LAT
 CYKL BUDOWY KOPALNI - DO PIERWSZEGO WYDOBYCIA: 7 LAT
 CYKL BUDOWY KOPALNI - DO WYDOBYCIA DOCELOWEGO: 11 LAT
 KALKULACYJNY OKRES EKSPLOATACJI: 14 LAT
 **
 JEDNOSTKOWY KOSZT RUCHOWY= 1606.14 ZL/T
 NAKLADY INWESTYCYJNE NA BUDOWE KOPALNI = 15473.1 MLN ZL
 WSKAZNIK ROZNICOWY ROZWINIĘTY: 11906 MLN ZL

**



Rys. 9.3. Ogólny schemat blokowy programu EFIN

Fig. 9.3. General block scheme of EFIN programme

10. PROGRAM RYZ NA MASZYNĘ CYFROWĄ DO OCENY RYZYKA BUDOWY NOWEJ KOPALNI

10.1. Przeznaczenie programu

Program RYZ opracowano w języku BASIC na maszynie cyfrową MERA-400. Może być również stosowany do obliczeń za pomocą komputerów osobistych. Na podstawie danych wejściowych zawierających informacje o wartościach parametrów wpływających na efektywność inwestycji i o rozkładach prawdopodobieństwa tych parametrów, program RYZ pozwala obliczyć wartość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji dla danych deterministycznych i wartości wskaźników pozwalających przeprowadzić ocenę ryzyka efektywności inwestycji, przy czym można obliczyć wartość jednego z następujących wskaźników oceny:

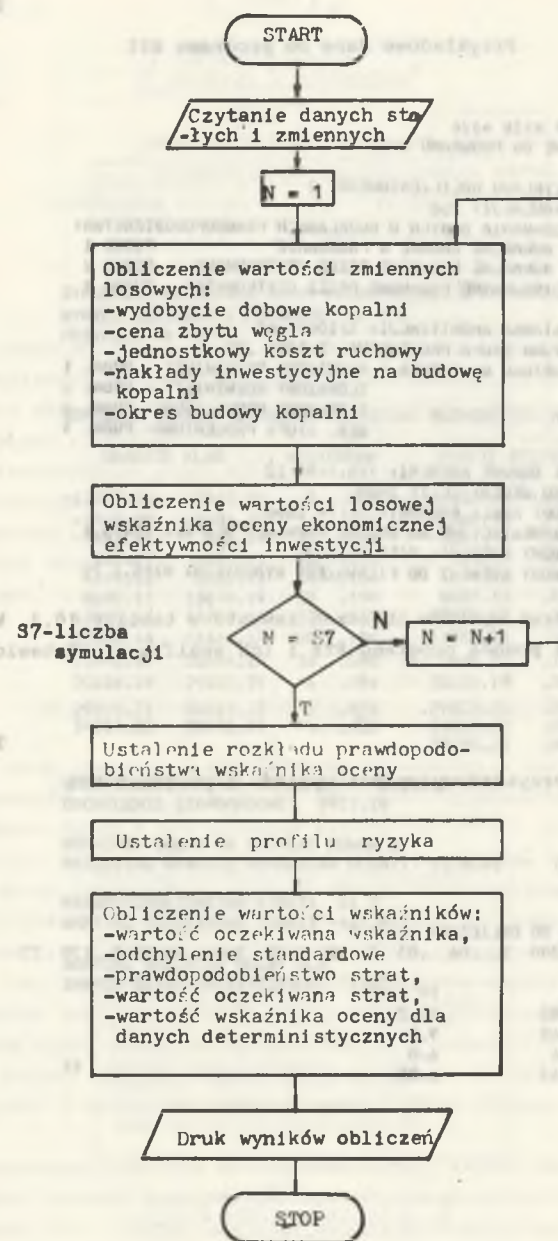
- 1) wskaźnik różnicowy rozwinięty, w mln zł,
- 2) wskaźnik ilorazowy rozwinięty, w zł/zł,
- 3) wskaźnik ilorazowy uproszczony, w zł/zł,
- 4) wewnętrzna stopa procentowa, w %.

Program RYZ jest przeznaczony do oceny ryzyka i ekonomicznej efektywności inwestycji wariantów projektu koncepcyjnego nowej kopalni, jak również do oceny ryzyka rozwiązania projektowego opracowanego w formie Założeń Techniczno-Ekonomicznych.

10.2. Organizacja obliczeń w programie. Dane i wyniki obliczeń

Organizacja obliczeń w programie RYZ jest przedstawiona w postaci schematu blokowego na rys. 10.1. Obliczenia składają się z dwóch części. W pierwszej części jest wykonywanych "S7" symulacji. Dla każdej z nich obliczane są wartości zmiennych losowych i wartość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. W drugiej części obliczeń ustalany jest rozkład prawdopodobieństwa wskaźnika oceny, profil ryzyka i obliczane są wartości wskaźników pozwalających przeprowadzić ocenę ryzyka efektywności inwestycji.

Dane zmienne przygotowywane przez użytkownika programu mogą być wczytane sposobem wsadowym (wersja RYZ-A) lub sposobem konwersacyjnym (wersja RYZ-B). W tym drugim przypadku maszyna drukuje nazwę parametru i czeka na jego podanie. Do wykonania obliczeń należy przygotować zestaw wartości parametrów podany w tabelicy 10.1.



Rys. 10.1. Ogólny schemat blokowy programu RYZ
Fig. 10.1. General block schema of RYZ programme

Tablica 10.1

Przykładowe dane do programu RYZ

RUNNING: RYZB 0320
PODAC DANE DO PROGRAMU RYZ:
NUMER PRZYKŁADU OBLICZENIOWEGO: 2
LILZBA SIMULACJI: 200
SPÓSOB PODAWANIA DANYCH O ROZKŁADACH PRAWDOPODOBIEŃSTWA:
ROZKŁADY NORMALNE ZADANE W PROGRAMIE - PODAC 1
ROZKŁADY NORMALNE PODAWANE PRZEZ UŻYTKOWNIKA - PODAC 2
ROZKŁADY TRÓJKĄTNE PODAWANE PRZEZ UŻYTKOWNIKA - PODAC 3
ŚREDNIA STAWKA AMORTYZACJI, %/100: .06
KALKULACYJNA STOPA PROCENTOWA, %/100: .03
LILZC WARTOŚĆ WSKAZNIKA: ROZNIOWY ROZWINIĘTY - PODAC 1
ILORAZOWY ROZWINIĘTY - PODAC 2
ILORAZOWY UPRUSZCZONY - PODAC 3
WEW. STOPA PROCENTOWA - PODAC 4
WYDOBYCIE DOBOWE KOPALNI, TYS./D: 12
CENA ŻYTIU WĘGLA, ŻL/T: 2400
JEDNOSTKOWY KOSZT RUCHOWY, ŻL/T: 1606
NAKLADY INWESTYCYJNE NA BUDOWE KOPALNI, MLN ŻL: 15473.1
OKRES BUDOWY KOPALNI, MIES.: 120
OKRES BUDOWY KOPALNI DO PIERWSZEGO WYDOBYCIA, MIES.: 72

Przykładowy wydruk wyników obliczeń zawarto w tablicy 10.2. Wyniki obliczeń wykonanych za pomocą programu RYZ i ich analizę przedstawiono w rozdziale 12.

Tablica 10.2

Przykładowy wydruk wyników z programu RYZ

DANE DO OBLICZEN:
2 200 1 .06 .03 1 12 2400 1606 15473.1 120 72
-5.1 10
15.82 10.2
19.68 9.5
2.16 6.8
11.63 6.55

cd. tablicy 10.2

SYMULACJA WSKAZNIKA OCENY EKONOMICZNEJ EFEKTYWNOŚCI INWESTYCJI
WYNIKI OBLICZEN Z PROGRAMU R Y Z
PRZYKŁAD NR 2

WSKAZNIK OCENY - WSKAZNIK ROZNIOWY ROZWINIĘTY, MLN ŻL.

GRANICE KLAS	HISTOGRAM	PROFIL RYZYKA X)= F=
-12057.96 -7869.95	5 .025	-12057.96 1.000
-7869.95 -3681.93	4 .020	-7869.95 .975
-3681.93 506.09	13 .065	-3681.93 .955
506.09 4694.11	35 .175	506.09 .890
4694.11 8882.12	26 .130	4694.11 .715
8882.12 13070.14	38 .190	8882.12 .585
13070.14 17258.16	27 .135	13070.14 .395
17258.16 21446.17	20 .100	17258.16 .260
21446.17 25634.19	16 .080	21446.17 .160
25634.19 29822.21	6 .030	25634.19 .080
29822.21 34010.22	5 .025	29822.21 .050
34010.22 38198.24	5 .025	34010.22 .025
		38198.24 .000

WARTOŚĆ OCZEKIWANA WSKAZNIKA: 11353.1
ODCHYLENIE STANDARDOWE: 9921.18

WSKAZNIK OCENY MA ROZKŁAD NORMALNY
PRZEDZIAŁ UFNOSCI WSKAZNIKA OCENY: 9978.05 - 12728.1

PRAWDOPODOBIEŃSTWO STRAT: 11 %
WARTOŚĆ OCZEKIWANA STRAT: -467.832

WARTOŚĆ WSKAZNIKA OCENY DLA
DANYCH DETERMINISTYCZNYCH: 12025.1

11. PROGRAM RYZ-NK NA MASZYNĘ CYFROWĄ DO OCENY RYZYKA BUDOWY NOWEJ KOPALNI Z MODELEM NAKŁADÓW INWESTYCYJNYCH I KOSZTU RUCHOWEGO

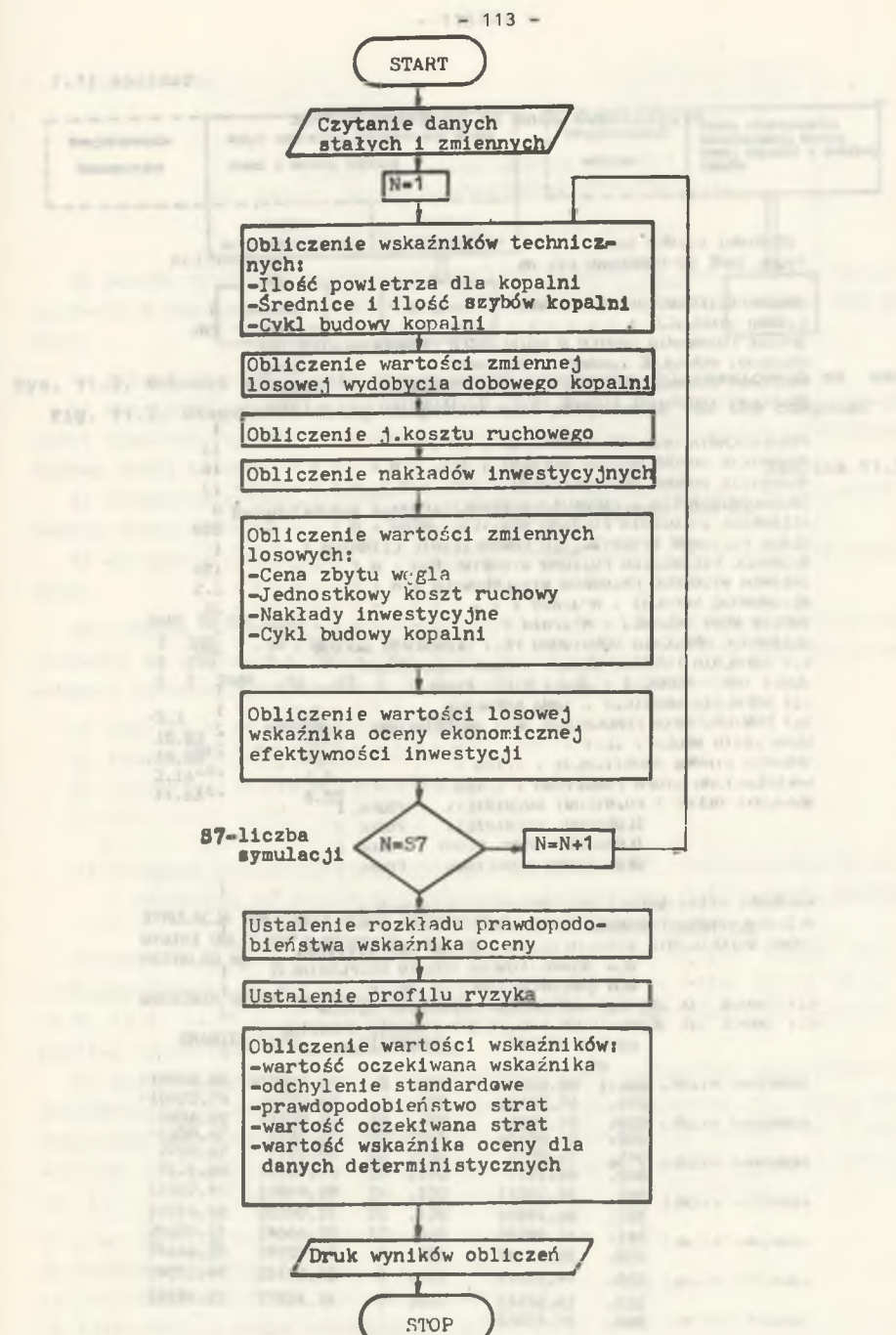
11.1. Przeznaczenie programu

Program RYZ-NK opracowano w języku BASIC na maszynę cyfrową MERA-400. Może być również stosowany do obliczeń za pomocą komputerów osobistych. Na podstawie danych wejściowych charakteryzujących warunki naturalne złoża projektowanej kopalni i podstawowych informacji o jej rozwiązaniu projektowym, program RYZ-NK pozwala obliczyć wartość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji i wartości wskaźników umożliwiających przeprowadzenie oceny ryzyka efektywności inwestycji. W programie wykorzystano program EFIN, stąd też obliczane są wielkości nakładów inwestycyjnych i kosztu ruchowego. Program RYZ-NK jest przeznaczony do oceny ryzyka i efektywności inwestycji wariantów projektu koncepcyjnego nowej kopalni.

11.2. Organizacja obliczeń w programie. Dane i wyniki obliczeń

Program RYZ-NK powstał z połączenia programu RYZ i programu EFIN. Organizacja obliczeń w programie jest wynikiem organizacji obydwu programów, i przedstawiono ją na rys. 11.11. Obliczenia składają się z dwóch części. W pierwszej części jest wykonywanych "S7" symulacji. Dla każdej z nich oblicza się: nakłady inwestycyjne na budowę kopalni, jednostkowy koszt ruchu, wartości losowe parametrów wpływających na efektywność inwestycji oraz wartość wskaźnika oceny efektywności. W drugiej części ustala się rozkład prawdopodobieństwa wskaźnika oceny, profil ryzyka i oblicza wartości wskaźników pozwalających przeprowadzić ocenę ryzyka inwestycji. Dane zmienne przygotowywane przez użytkownika programu mogą być wczytane przez emc sposobem wsadowym (wersja RYZ-NK-A) lub sposobem konwersacyjnym (wersja RYZ-NK-B). W tym drugim przypadku maszyna drukuje nazwę parametru i czeka na jego podanie.

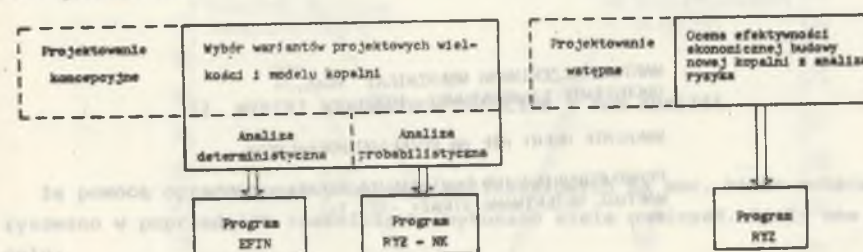
Do wykonania obliczeń należy przygotować zestaw wartości parametrów podany w tablicy 11.1. Przykładowy wydruk wyników obliczeń zawiera tablica 11.2. Wyniki obliczeń wykonanych za pomocą programu RYZ-NK i ich analiza zostaną przedstawione w rozdziale 12.



Rys. 11.1. Ogólny schemat blokowy programu RYZ-NK
Fig. 11.1. General block schema of RYZ-NK programme

Tablica 11.1

Przykładowe dane do programu RYZ-NK



Rys. 11.2. Schemat stosowania opracowanych programów obliczeniowych na emc
Fig. 11.2. Diagram of using computational programmes for the computer

Tablica 11.2

Przykładowy wydruk wyników z programu RYZ-NK

DIANE DO OBLICZEN

3	200	1	16	18	12	0	550
1	150	0	2.5	20	3	300	1
1	2	2400	.06	.03	1	1	1 1 2

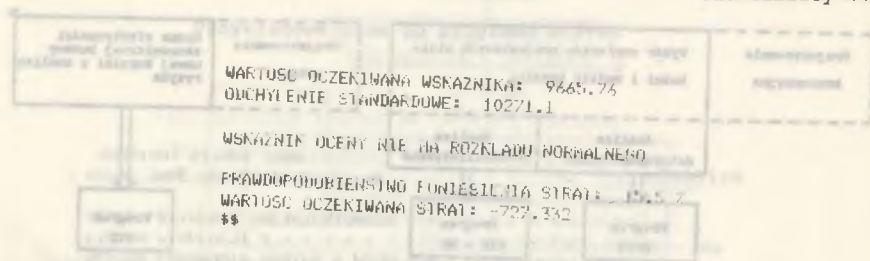
-5.1	10
15.82	10.2
.19.68	9.5
2.16	6.8
11.63	6.55

SYMULACJA WSKAZNIKA OCENY EKONOMICZNEJ EFEKTYWNOŚCI INWESTYCJI
WYNIKI OBLICZEN Z PROGRAMU RYZ NK
PRZYKŁAD NR 3

WSKAZNIK OCENY-WSKAZNIK ROZNICOWY ROZWINIETY, MLN ZŁ

GRANICE KLAS		HISTOGRAM		PROFIL RYZYKA	
				X)=	P=
-14808.88	-10422.74	5	.025	-14808.88	1.000
-10422.74	-6036.60	4	.020	-10422.74	.975
-6036.60	-1650.47	14	.070	-6036.60	.955
-1650.47	2735.67	29	.145	-1650.47	.885
2735.67	7121.80	32	.160	2735.67	.740
7121.80	11507.94	39	.195	7121.80	.580
11507.94	15894.08	24	.120	11507.94	.385
15894.08	20280.21	25	.125	15894.08	.265
20280.21	24666.35	12	.060	20280.21	.140
24666.35	29052.49	7	.035	24666.35	.080
29052.49	33438.62	3	.015	29052.49	.045
33438.62	37824.76	6	.030	33438.62	.030
				37824.76	.000

cd. tablicy 11.2



JEDNOSTKOWY KOSZT RUCHOWY: 1606,14 ZŁ/T

NAKŁAD INWESTYCYJNY: 1.547,01E +7 TYS.ZŁ

WARTOŚĆ WSKAZNIKA OCENY DLA DANYCH DETERMINISTYCZNYCH: 1906

\$\$

12. WYNIKI WYKONANYCH OBLICZEŃ I ICH ANALIZA

Za pomocą opracowanych programów obliczeniowych na emc, które scharakteryzowano w poprzednich rozdziałach, wykonano wiele obliczeń. Miały one na celu:

- 1) uzasadnienie postawionej tezy pracy,
- 2) ustalenie wpływu parametrów naturalnych i projektowych, a w szczególności wielkości wydobycia projektowanej kopalni na ekonomiczną efektywność budowy nowej kopalni,
- 3) ustalenie wpływu niepewności informacji na ekonomiczną efektywność budowy nowej kopalni,
- 4) wykazanie praktycznej przydatności opracowanych programów obliczeniowych.

Obliczenia te wykonano przy przyjęciu wartości średnich parametrów wejściowych do obliczeń. Dotyczy to tych parametrów, które nie były zmieniane w danej sekwencji obliczeniowej. Są one podane w tablicach:

- 1) tablica 9.4 dla programu EFIN,
- 2) tablica 10.1 dla programu RYZ,
- 3) tablica 11.1 dla programu RYZ-NK.

12.1. Wpływ parametrów naturalnych i projektowych oraz niepewności informacji na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni

Obliczenia wykonano za pomocą programów EFIN oraz RYZ-NK. Wyniki obliczeń zobrazowano na rysunkach 12.1, 12.2, 12.3, 12.4, 12.5, 12.6, 12.7, 12.8, 12.9, 12.10 i 12.11. Analiza wyników obliczeń prowadzi do podanych poniżej stwierdzeń i wniosków.

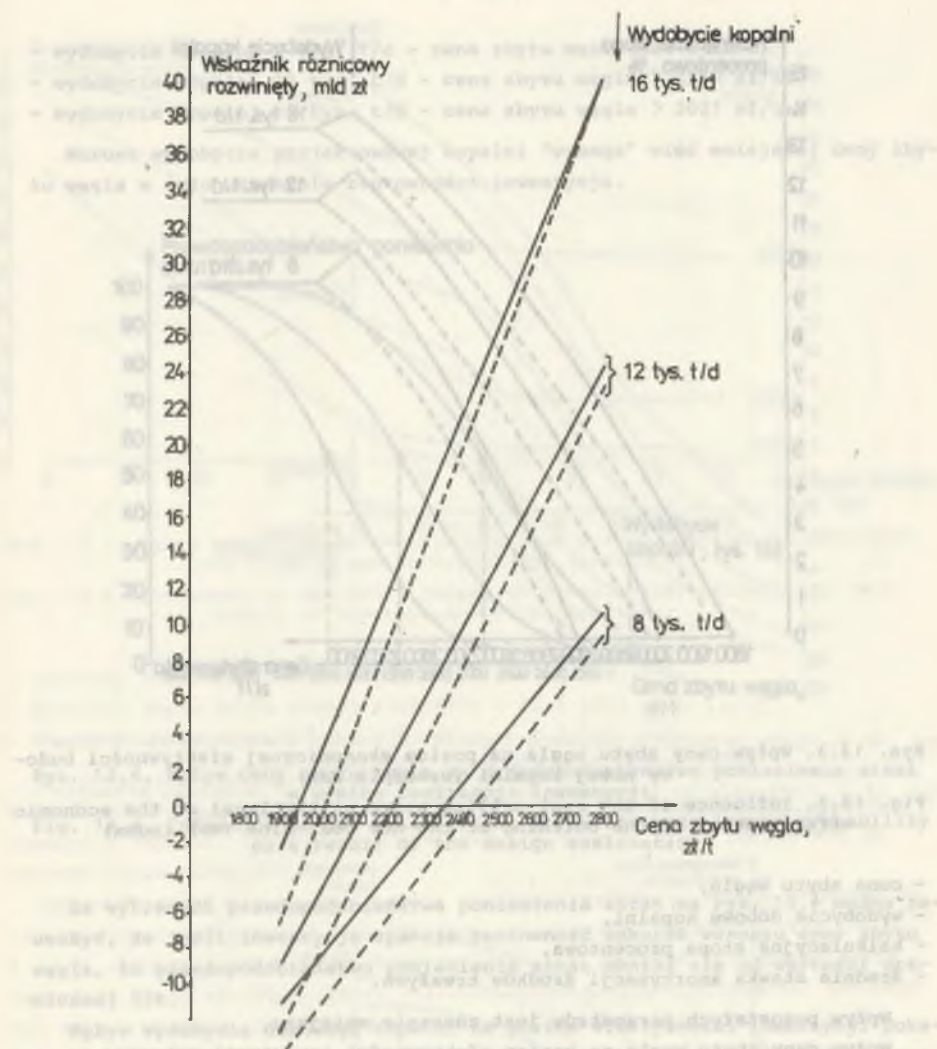
Na rys. 12.1 przedstawiono wpływ ważniejszych parametrów naturalnych i projektowych na wartość wskaźnika różnicowego rozwinętego E_R oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. Wzrost wartości tych parametrów o 25% w stosunku do wartości średnich powoduje następujący wzrost wartości wskaźnika E_R :

- a) powierzchnia obszaru górniczego kopalni - o -7,3%,
- b) wydobycie dobowe kopalni - o +97,9%,
- c) głębokość założenia poziomu wydobywczego - o -18,8%,
- d) kalkulacyjna stopa procentowa - o -29,2%,
- e) średnia wysokość przodków wybierkowych - o +14,6%,



Rys. 12.1. Wpływ wybranych parametrów i wskaźników na poziom ekonomicznej efektywności (wskaźnik E_R) budowy nowej kopalni

Fig. 12.1. Influence of the chosen parameters and indices on the level of the economic effectiveness of the building of the new coal-mine (E_R index)



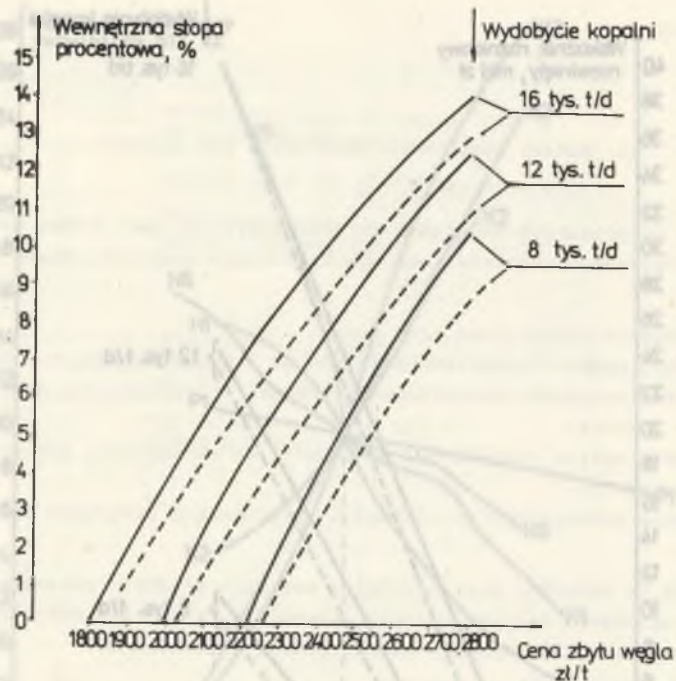
Rys. 12.2. Wpływ ceny zbytu węgla na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni (wskaźnik E_R)

Fig. 12.2. Influence of the coal selling price on the level of the economic effectiveness of the building of the new coal-mine (E_R index)

f) cena zbytu węgla - o +366%,

g) średnia stawka amortyzacji środków trwałych - o -26%.

Tym samym największy wpływ na poziom ekonomicznej efektywności inwestycji wywierają następujące parametry:



Rys. 12.3. Wpływ ceny zbytu węgla na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni (wskaźnik WSP)

Fig. 12.3. Influence of the coal selling price on the level of the economic effectiveness of the building of the new coal-mine (WSP index)

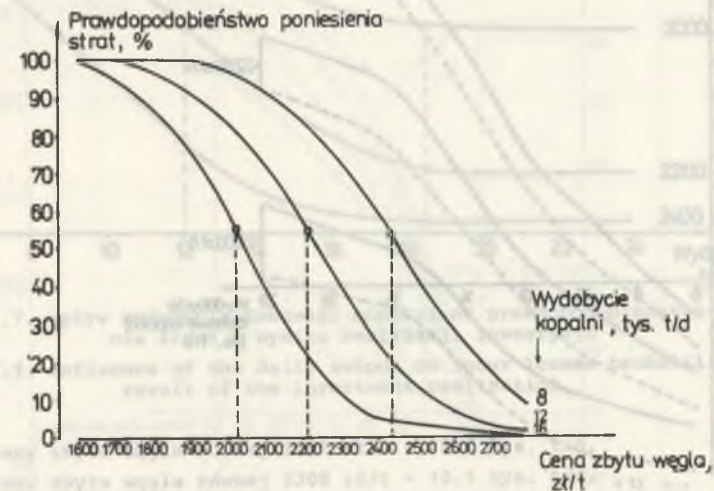
- cena zbytu węgla,
- wydobywanie dobowe kopalni,
- kalkulacyjna stopa procentowa,
- średnia stawka amortyzacji środków trwałych.

Wpływ pozostałych parametrów jest znacznie mniejszy.

Wpływ ceny zbytu węgla na poziom efektywności inwestycji pokazano na rys. 12.2 i 12.3. Krzywe wykreślone linią ciągłą oznaczają wartości wskaźnika oceny dla analizy deterministycznej (tzn. bez uwzględnienia niepewności informacji), a linią przerywaną dla analizy probabilistycznej (tzn. z uwzględnieniem niepewności informacji). W tym drugim przypadku wskaźnik oceny przyjmuje niższe wartości. Wykresy potwierdzają charakter i wielkości wpływu ceny zbytu węgla na poziom efektywności inwestycji - dla różnych wielkości wydobywania kopalni - zarówno dla wskaźnika E_R jak i dla WSP. Na podstawie wykresów na rys. 12.2 i 12.3 można ustalić, że inwestycja będzie rentowna ($E_R > 0$ i $WSP > 3\%$) dla następujących cen zbytu węgla (bierze się pod uwagę wyniki analizy probabilistycznej):

- wydobywanie kopalni 8 tys. t/d - cena zbytu węgla > 2440 zł/t,
- wydobywanie kopalni 12 tys. t/d - cena zbytu węgla > 2216 zł/t,
- wydobywanie kopalni 16 tys. t/d - cena zbytu węgla > 2027 zł/t.

Wzrost wydobywania projektowanej kopalni "wymaga" więc mniejszej ceny zbytu węgla w celu uzyskania rentowności inwestycji.



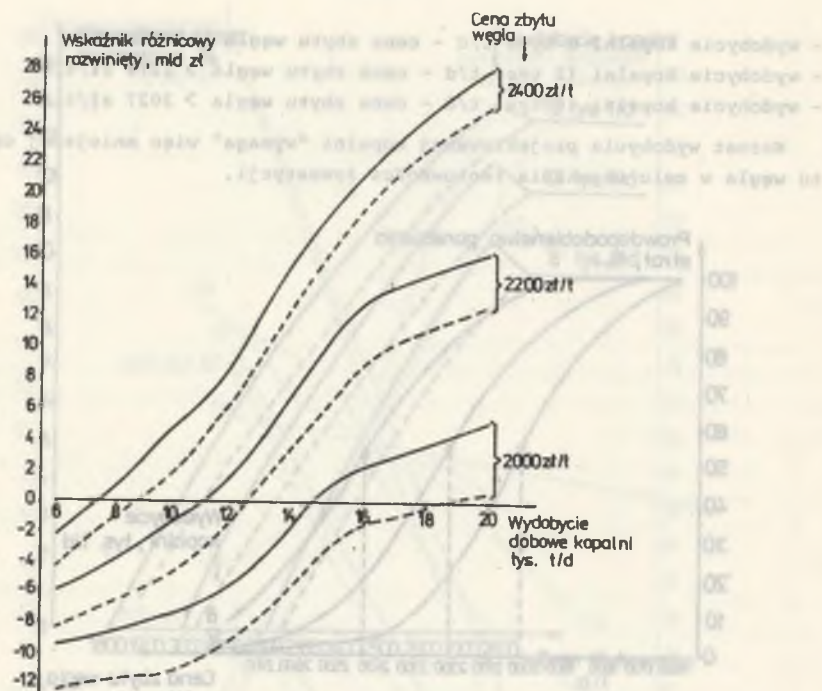
Rys. 12.4. Wpływ ceny zbytu węgla na prawdopodobieństwo poniesienia strat w wyniku realizacji inwestycji

Fig. 12.4. Influence of the coal selling price on incur losses probability as a result of the design realization

Na wykresach prawdopodobieństwa poniesienia strat na rys. 12.4 można zauważyć, że jeśli inwestycja zyskuje rentowność wskutek wzrostu ceny zbytu węgla, to prawdopodobieństwo poniesienia strat obniża się od wartości granicznej 55%.

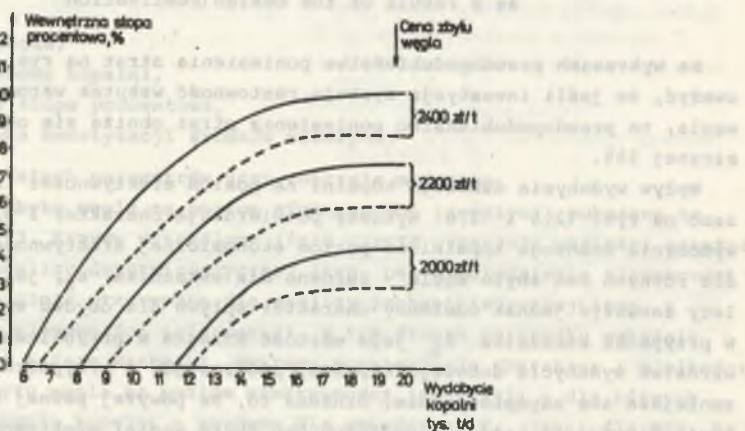
Wpływ wydobywania dobowego kopalni na poziom efektywności inwestycji pokazano na rys. 12.5 i 12.6. Wykresy potwierdzają charakter i wielkość wpływu wydobywania dobowego kopalni na poziom ekonomicznej efektywności inwestycji - dla różnych cen zbytu węgla - zarówno dla wskaźnika E_R , jak i dla WSP. Należy zauważyć jednak odmienny charakter wpływu dla obydwu wskaźników oceny. W przypadku wskaźnika E_R jego wartość wzrasta w przybliżeniu liniowo ze wzrostem wydobywania dobowego kopalni, podczas gdy w przypadku WSP wpływ ten zmniejsza się asymptotycznie. Oznacza to, że powyżej pewnej wielkości wydobywania (innej dla każdej z podanych cen zbytu węgla) efektywność mierzona za pomocą WSP wzrasta nieznacznie.

Dla każdej z podanych cen zbytu węgla można ustalić wartości graniczne wydobywania, powyżej których budowa kopalni będzie rentowna. Wartości te wynoszą:



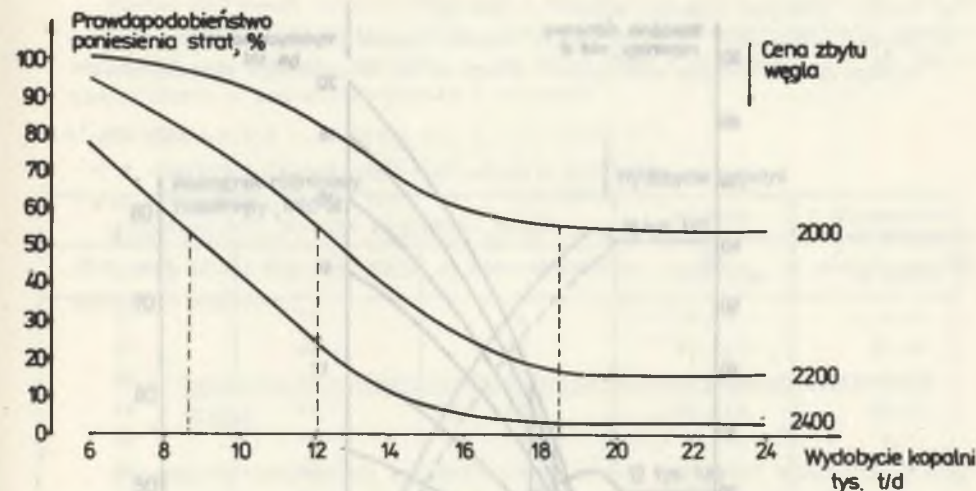
Rys. 12.5. Wpływ wydobywania dziennego kopalni na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni (Wskaźnik E_R)

Fig. 12.5. Influence of the daily output on the level of economic effectiveness of the building of the new coal-mine (E_R index)



Rys. 12.6. Wpływ wydobywania dziennego kopalni na poziom ekonomicznej efektywności inwestycji (Wskaźnik WSP)

Fig. 12.6. Influence of the daily output on the level of the economic effectiveness on the building of the new coal-mine (WSP index)



Rys. 12.7. Wpływ wydobywania dziennego kopalni na prawdopodobieństwo poniesienia strat w wyniku realizacji inwestycji

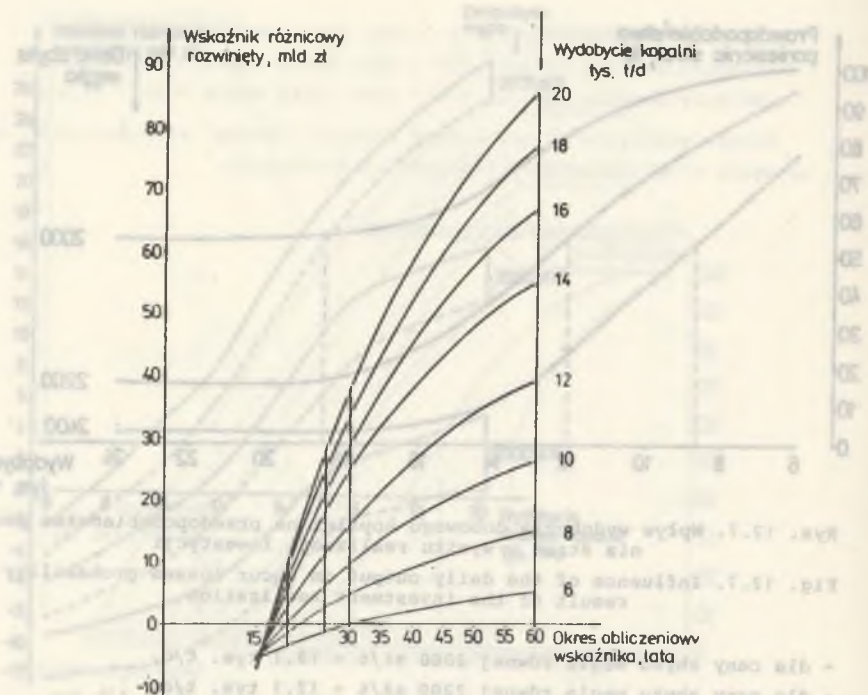
Fig. 12.7. Influence of the daily output on incur losses probability as a result of the investment realization

- dla ceny zbytu węgla równej 2000 zł/t - 18.1 tys. t/d,
- dla ceny zbytu węgla równej 2200 zł/t - 12.1 tys. t/d,
- dla ceny zbytu węgla równej 2400 zł/t - 8.7 tys. t/d.

Na wykresach prawdopodobieństwa poniesienia strat na rys. 12.7 można zauważyć, że jeśli projektowana kopalnia zyskuje rentowność wskutek wzrostu wydobywania kopalni, to prawdopodobieństwo poniesienia strat obniża się do wartości granicznej 55%.

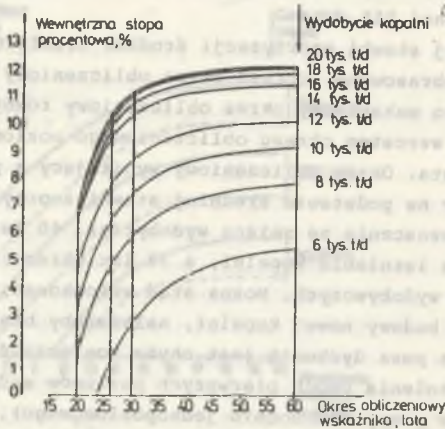
Wpływ średniej stawki amortyzacji środków trwałych na poziom efektywności inwestycji zobrazowano poprzez okres obliczeniowy wskaźnika (rys. 12.8 i 12.9). Przyjęto maksymalny okres obliczeniowy równy 60 lat. Łatwo można zauważyć, że ze wzrostem okresu obliczeniowego poziom efektywności inwestycji silnie wzrasta. Okres obliczeniowy wynikający z przepisów wynosi 20 lat, a obliczony na podstawie średniej stawki amortyzacji wynosi 26 lat (zmienia się nieznacznie ze zmianą wydobywania). 60 lat oznacza w tym przypadku cały okres istnienia kopalni, a 30 lat okres istnienia dwóch pierwszych poziomów wydobywczych. Można stąd wnioskować, że aby prawidłowo ocenić efektywność budowy nowej kopalni, należałoby brać pod uwagę cały okres jej istnienia, a poza dyskusją jest chyba konieczność objęcia oceną efektywności okresu istnienia dwóch pierwszych poziomów wydobywczych (lub pierwszego poziomu w przypadku modelu jednopoziomowego). Okres ten jest inny dla każdej kopalni i wynika z jej rozwiązania projektowego.

Ocenie poddano również wpływ zasobności złoża na efektywność budowy nowej kopalni. Do analizy przyjęto następujące założenia:



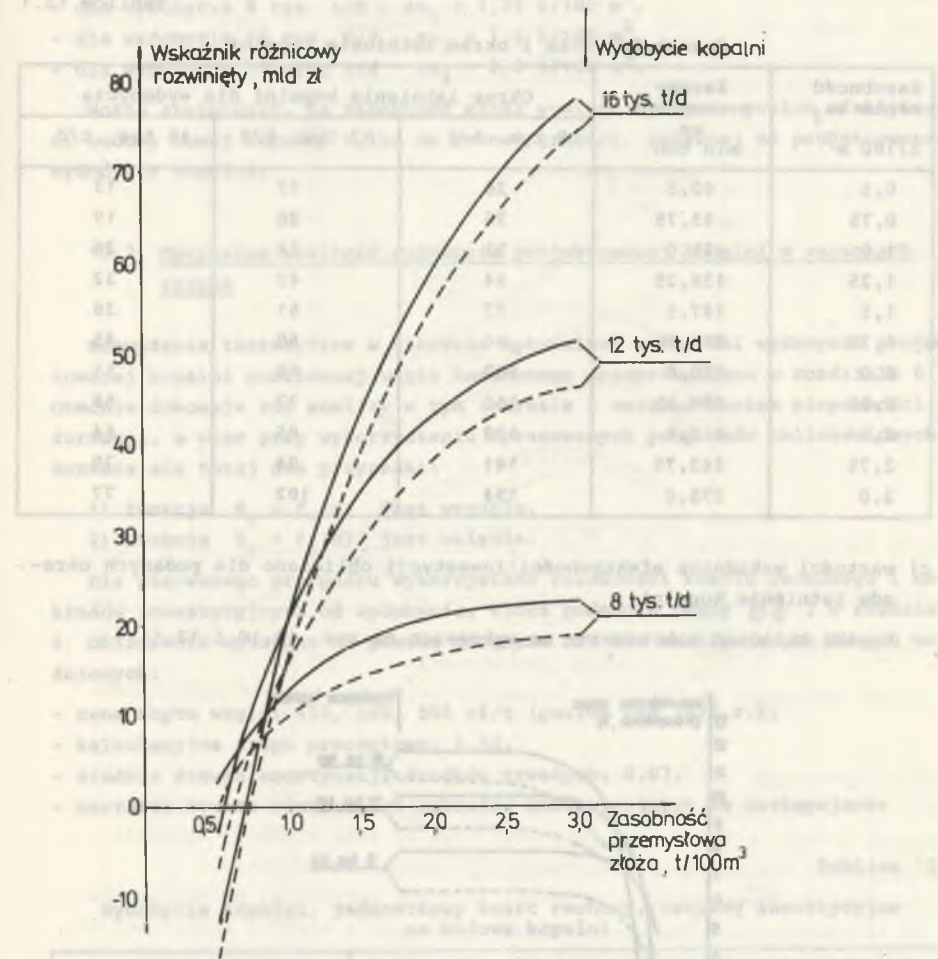
Rys. 12.8. Wpływ długości okresu obliczeniowego na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni (wskaźnik E_R)

Fig. 12.8. Influence of the accounting period on the level of economic effectiveness of the building of the new coal-mine (E_R index)



Rys. 12.9. Wpływ długości okresu obliczeniowego na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni (wskaźnik WSP)

Fig. 12.9. Influence of the accounting period on the level of economic effectiveness of the building of the new coal-mine (WSP index)



Rys. 12.10. Wpływ zasobności złoża na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni (wskaźnik E_R)

Fig. 12.10. Influence of deposit resources on the level of economic effectiveness of the building of the new coal-mine (E_R index)

- a) obszar górniczy kopalni wynosi 15,625 km²,
b) zmiana zasobności złoża powoduje zmianę okresu eksploatacji złoża przy stałym projektowanym wydobyciu. Obrazuje to następujące zestawienie:

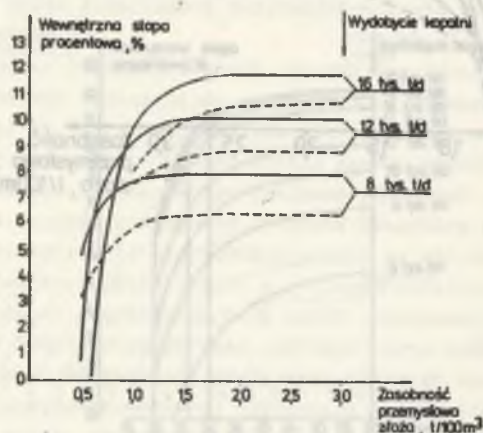
Tablica 12.1

Zasobność złoża i okres istnienia kopalni

Zasobność złoża z_{u3} t/100 m ³	Zasoby przemysłowe mln ton	Okres istnienia kopalni dla wydobycia		
		8 tys. t/d	12 tys. t/d	16 tys. t/d
0,5	62,5	26	17	13
0,75	93,75	38	26	19
1,0	125,0	51	34	26
1,25	156,25	64	43	32
1,5	187,5	77	51	38
1,75	218,75	90	60	45
2,0	250,0	102	68	51
2,25	281,35	115	77	58
2,5	312,5	128	85	64
2,75	343,75	141	94	70
3,0	375,0	154	102	77

- c) wartości wskaźnika efektywności inwestycji obliczono dla podanych okresów istnienia kopalni.

Wyniki obliczeń zobrażowano na wykresach na rys. 12.10 i 12.11.



Rys. 12.11. Wpływ zasobności złoża na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni (wskaźnik WSP)

Fig. 12.11. Influence of deposit resources on the level of economic effectiveness of the building of the new coal-mine (WSP index)

Biorąc pod uwagę obliczone wartości zewnętrznej stopy procentowej dla kolejnych wartości zasobności złoża zauważamy, że od pewnych wartości zasobności WSP nie wzrasta. Wartości te są takie same w przypadku analizy deterministycznej i probabilistycznej i wynoszą:

- dla wydobycia 8 tys. t/d - $z_{u3} = 1,25$ t/100 m³,
- dla wydobycia 12 tys. t/d - $z_{u3} = 1,5$ t/100 m³,
- dla wydobycia 16 tys. t/d - $z_{u3} = 2,0$ t/100 m³.

Można stwierdzić, że zasobność złoża wywiera wpływ na poziom efektywności budowy nowej kopalni tylko do pewnej granicy, zależnej od projektowanego wydobycia kopalni.

12.2. Optymalna wielkość wydobycia projektowanej kopalni w warunkach ryzyka

Rozważania teoretyczne w zakresie optymalnej wielkości wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego przeprowadzono w rozdziale 6. Obecnie dokonuje się analizy w tym zakresie z uwzględnieniem niepewności informacji, a więc przy wykorzystaniu opracowanych programów obliczeniowych. Rozważa się tutaj dwa przypadki:

- 1) funkcja $Z_r = f_1(N)$ jest wypukła,
- 2) funkcja $Z_r = f_1(N)$ jest wklęsła.

Dla pierwszego przypadku wykorzystano zależności kosztu ruchowego i nakładów inwestycyjnych od wydobycia, które podano w pracy [53] i w rozdziale 6. Obliczenia wykonano za pomocą programu RYZ dla następujących danych wejściowych:

- cena zbytu węgla: 450, 500, 550 zł/t (poziom cen 1978 r.),
- kalkulacyjna stopa procentowa: 0,03,
- średnia stawka amortyzacji środków trwałych: 0,07,
- wartości kosztu ruchowego i nakładów inwestycyjnych są następujące:

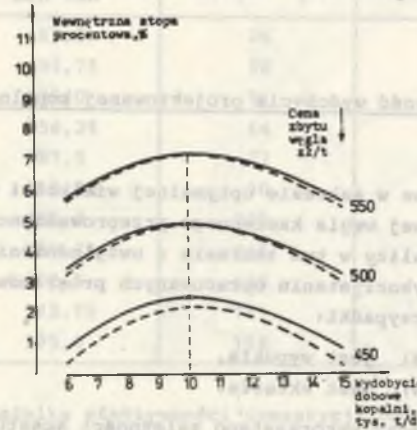
Tablica 12.2

Wydobycie kopalni, jednostkowy koszt ruchowy, nakłady inwestycyjne na budowę kopalni

Wydobycie kopalni tys. t/d	Jednostkowy koszt ruchowy, zł/t	Nakłady inwestycyjne na budowę kopalni, mln zł
1	2	3
6	308,64	3341
7	296,22	3948
8	286,84	4554
9	280,49	5161
10	277,18	5768

cd. tablicy 12.2

1	2	3
11	276,90	6375
12	279,66	6982
13	285,46	7588
14	294,29	8195
15	306,16	8802



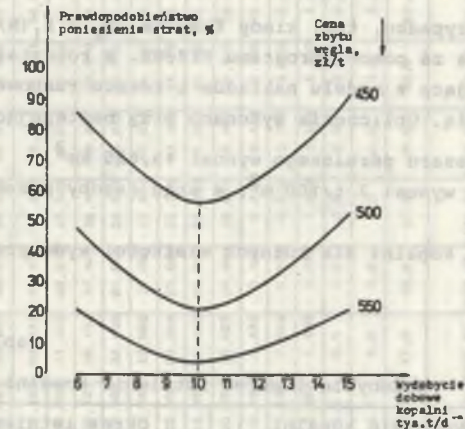
Rys. 12.12. Wpływ wydobywania dobowego kopalni na kształtowanie się wewnętrznej stopy procentowej

Fig. 12.12. Influence of the daily output on interior interest rate formulation

Wyniki wykonanych obliczeń zobrazowano w postaci wykresów na rys. 12.12, 12.13 i 12.14. Optymalna wielkość wydobywania kopalni wyznaczona za pomocą WSP wynosi 10 tys. t/d (rys. 12.12), przy czym tę samą wielkość uzyskuje się w przypadku analizy deterministycznej i probabilistycznej.

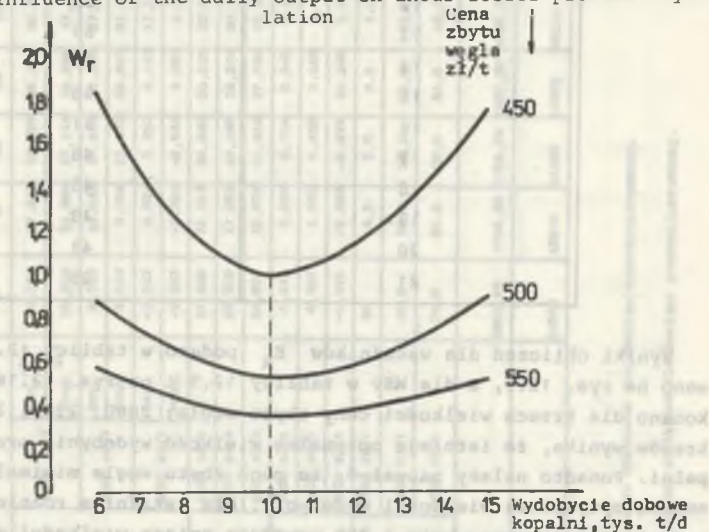
Cena zbytu węgla nie wpływa na zmianę wartości optymalnej wydobywania. Na rys. 12.13 zobrazowano prawdopodobieństwo poniesienia strat w zależności od wielkości wydobywania dla trzech wielkości ceny zbytu węgla. Najmniejsze prawdopodobieństwo poniesienia strat występuje przy optymalnej wielkości wydobywania. Na rys. 12.14 przedstawiono zależność wskaźnika ryzyka W_r od wydobywania dobowego kopalni. Również w tym przypadku najniższa wartość wskaźnika (najmniejsze ryzyko) występuje dla wielkości optymalnej wydobywania.

Na podstawie wykonanej analizy można więc stwierdzić, że niepewność informacji nie wpływa na optymalną wielkość wydobywania dobowego kopalni, która jest taka sama zarówno w przypadku analizy deterministycznej, jak i probabilistycznej. Tak więc najmniejsze ryzyko inwestowania w przypadku budowy no-



Rys. 12.13. Wpływ wydobywania dobowego kopalni na kształtowanie się prawdopodobieństwa poniesienia strat

Fig. 12.13. Influence of the daily output on incur losses probability formulation



Rys. 12.14. Wpływ wydobywania dobowego kopalni na kształtowanie się wskaźnika ryzyka W_r

Fig. 12.14. Influence of the daily output on W_r risk index formulation

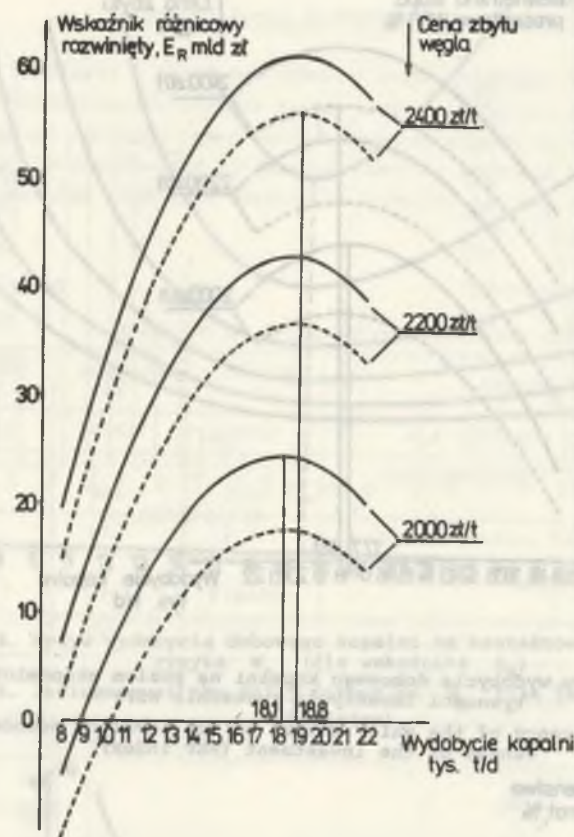
Tablica 12.5

Wartości wewnętrznej stopy procentowej i innych wskaźników ekonomicznych dla różnych wielkości wydobycia dobowego kopalni i dla trzech wielkości ceny zbytu węgla

Wartości wewnętrznej stopy procentowej i innych wskaźników ekonomicznych dla różnych wielkości wydobycia dobowego kopalni i dla trzech wielkości ceny zbytu węgla	Wydobycie dobowe kopalni, tys. t/d																						
	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22								
	Det.	Prob.	Det.	Prob.	Det.	Prob.	Det.	Prob.	Det.	Prob.	Det.	Prob.	Det.	Prob.	Det.								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	7,9	8,09	9,39	9,98	10,08	10,74	11,37	11,45	11,74	11,83	12,06	12,15	12,44	12,53	12,82								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	6,41	7,43	7,67	8,22	8,80	9,36	9,88	10,31	10,52	10,71	10,80	11,09	11,18	11,47	11,56								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	5,23	6,28	6,75	7,38	7,83	8,33	8,99	9,37	9,67	9,74	9,78	10,08	10,17	10,47	10,56								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	3,70	4,66	5,13	5,77	6,36	7,05	7,66	8,10	8,27	8,47	8,49	8,68	8,73	8,93	8,98								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	2,01	3,22	3,93	4,84	5,27	6,01	6,72	7,00	7,30	7,35	7,31	7,24	7,13	6,75	6,32								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	1,34	2,03	2,48	3,08	3,70	4,39	5,01	5,46	5,77	5,91	5,74	5,54	5,43	5,27	5,06								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	3,42	3,34	3,10	2,99	2,91	2,86	2,76	2,70	2,55	2,52	2,46	2,40	2,44	2,44	2,48								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	3,33	3,38	3,17	3,06	2,99	3,02	2,97	2,91	2,79	2,73	2,69	2,67	2,70	2,75	2,76								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	2,57	2,66	2,92	3,02	3,12	3,09	3,08	2,99	2,97	2,96	2,88	2,85	2,85	2,91	2,97								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	0,534	0,448	0,404	0,364	0,333	0,308	0,276	0,246	0,235	0,234	0,234	0,235	0,246	0,246	0,246								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	0,800	0,722	0,618	0,530	0,470	0,428	0,388	0,359	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332	0,332								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	1,918	1,406	1,172	0,981	0,842	0,704	0,611	0,546	0,515	0,500	0,500	0,515	0,525	0,532	0,532								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	16,0	8,5	5,5	4,5	4,0	3,5	3,0	2,5	2,0	1,5	1,0	0,5	0,5	0,5	0,5								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	43,5	34,0	26,5	19,0	12,0	8,0	6,0	4,5	4,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	74,5	66,0	59,0	51,0	42,5	34,5	29,0	20,0	17,0	16,5	17,5	19,0	20,0	22,0	25,5								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	1952,99	1764,34	1721,04	1661,90	1609,79	1552,02	1490,08	1445,04	1437,87	1439,45	1434,53	1433,99	1429,99	1429,99	1429,99								
Wartości wewnętrznej stopy procentowej	11593	12946	14100	15393	16168	16940	17912	18784	19646	20508	21402	22773	23145	23180	24292								

Det. - wartości obliczone dla analizy deterministycznej.

Prob. - wartości obliczone dla analizy probabilistycznej.



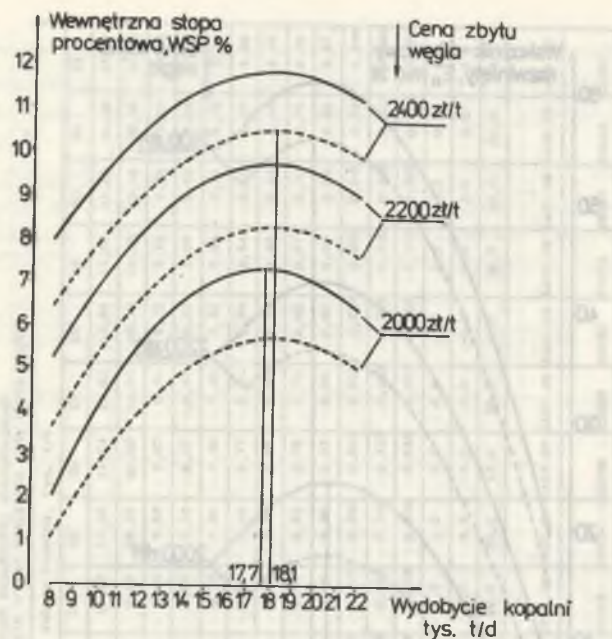
Rys. 12.15. Wpływ wydobycia dobowego kopalni na poziom ekonomicznej efektywności inwestycji (wskaźnik E_R)

Fig. 12.15. Influence of the daily output on the level of economic effectiveness of the investment (E_R index)

kość wydobycia jest taka sama w wyniku analizy deterministycznej i probabilistycznej.

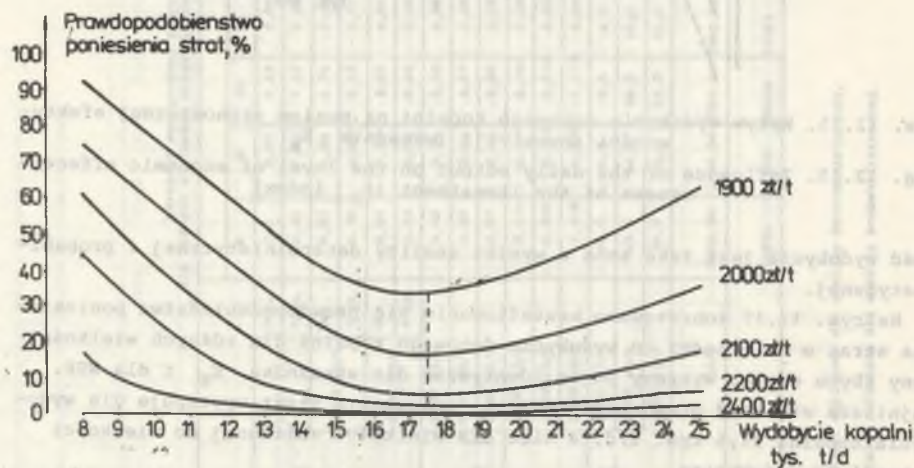
Na rys. 12.17 zobrazowano kształtowanie się prawdopodobieństwa poniesienia strat w zależności od wydobycia dobowego kopalni dla różnych wielkości ceny zbytu węgla. Wykresy te są identyczne dla wskaźnika E_R i dla WSP. Najniższa wielkość prawdopodobieństwa poniesienia strat występuje dla wydobycia kopalni 17,5 tys. t/d, a więc dla wielkości zbliżonej do wielkości optymalnej wydobycia.

Na rys. 12.15 zobrazowano kształtowanie się wskaźnika W_R dla wskaźnika E_R , a na rys. 12.19 dla WSP. Wielkość najmniejszą wskaźnik ryzyka W_R osiąga dla wielkości wydobycia równej 17,5 tys. t/d, a więc takiej samej, jak w przypadku prawdopodobieństwa poniesienia strat.



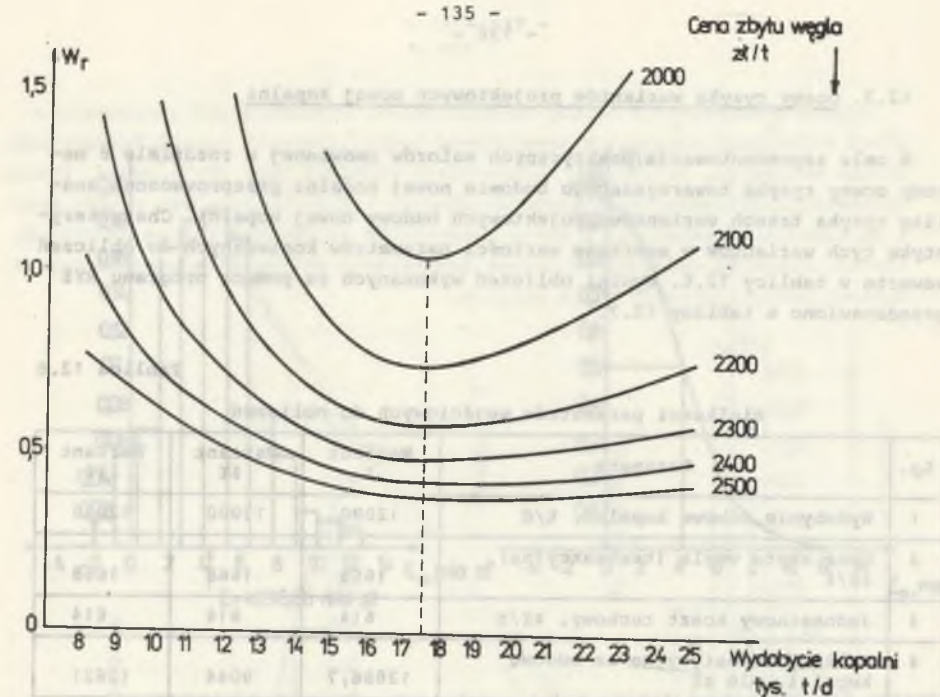
Rys. 12.16. Wpływ wydobywania kopalni na poziom ekonomicznej efektywności inwestycji (wskaźnik WSP)

Fig. 12.16. Influence of the daily output on the level of economic effectiveness of the investment (WSP index)



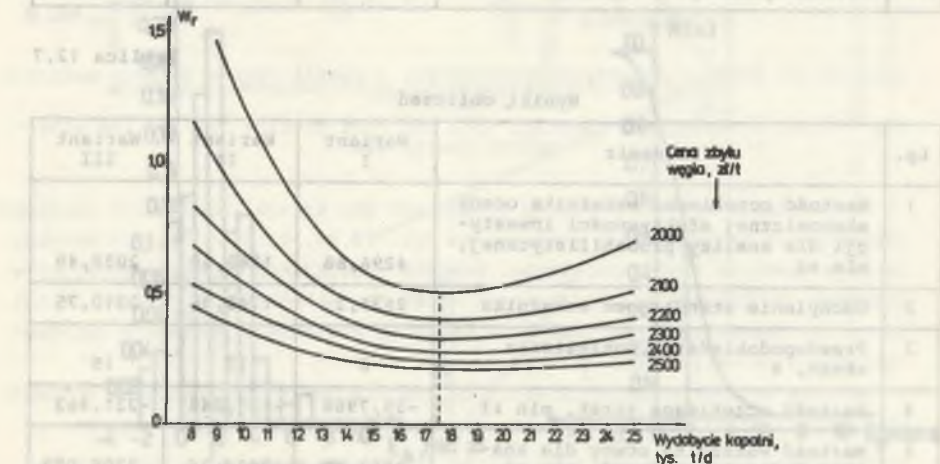
Rys. 12.17. Wpływ wydobywania kopalni na prawdopodobieństwo poniesienia strat

Fig. 12.17. Influence of the daily output on incur losses probability



Rys. 12.18. Wpływ wydobywania kopalni na kształtowanie się wskaźnika ryzyka W_r (dla wskaźnika E_R)

Fig. 12.18. Influence of the daily output on W_r risk index formulation (E_R index)



Rys. 12.19. Wpływ wydobywania kopalni na kształtowanie się wskaźnika ryzyka W_r (dla wskaźnika WSP)

Fig. 12.19. Influence of the daily output on W_r risk index formulation (WSP index)

12.3. Oceny ryzyka wariantów projektowych nowej kopalni

W celu zaprezentowania praktycznych wartości omówionej w rozdziale 8 metody oceny ryzyka towarzyszącego budowie nowej kopalni przeprowadzono analizę ryzyka trzech wariantów projektowych budowy nowej kopalni. Charakterystykę tych wariantów w zakresie wartości parametrów koniecznych do obliczeń zawarto w tabelicy 12.6. Wyniki obliczeń wykonanych za pomocą programu RYZ przedstawiono w tabelicy 12.7.

Tablica 12.6

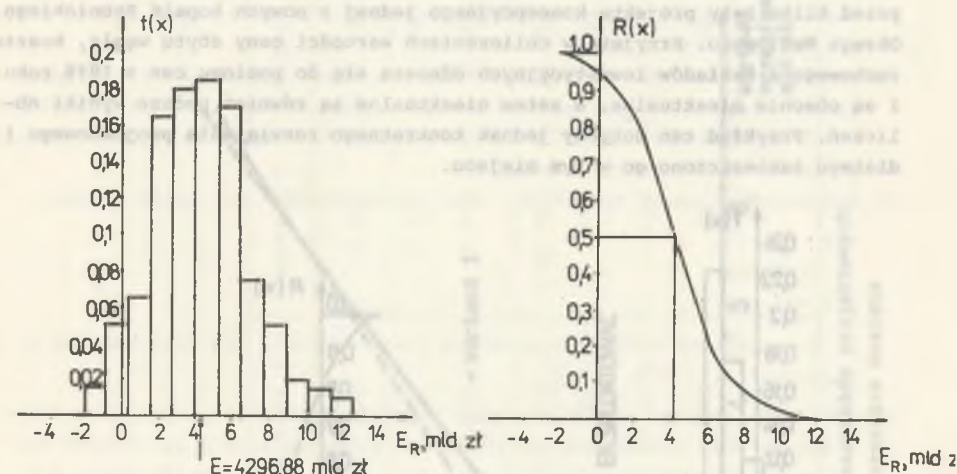
Wielkości parametrów wejściowych do obliczeń

Lp.	Parametr	Wariant I	Wariant II	Wariant III
1	Wydobycie dobowe kopalni, t/d	12000	12000	12000
2	Cena zbytu węgla (transakcyjna), zł/t	1668	1668	1668
3	Jednostkowy koszt ruchowy, zł/t	614	614	614
4	Nakłady inwestycyjne na budowę kopalni, mln zł	12886,7	9044	12621
5	Cykl realizacji inwestycji, mies.	144	192	192
6	Okres budowy kopalni do uzyskania pierwszego wydobywania, mies.	84	108	108
7	Liczba symulacji	200	200	200

Tablica 12.7

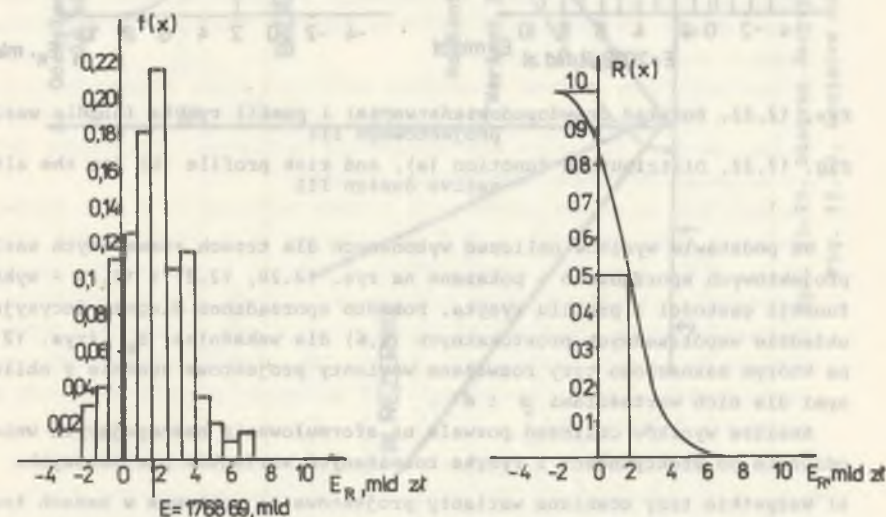
Wyniki obliczeń

Lp.	Parametr	Wariant I	Wariant II	Wariant III
1	Wartość oczekiwana wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji dla analizy probabilistycznej, mln zł	4296,88	1768,69	2059,49
2	Odczylenie standardowe wskaźnika	2621,2	1740,96	2310,75
3	Prawdopodobieństwo poniesienia strat, %	6	17	19
4	Wartość oczekiwana strat, mln zł	-35,7986	-125,048	-221,463
5	Wartość wskaźnika oceny dla analizy deterministycznej, mln zł	4561,42	2634,36	3206,089
6	Wskaźnik ryzyka W_r	0,610	0,984	1,122



Rys. 12.20. Rozkład prawdopodobieństwa (a) i profil ryzyka (b) dla wariantu projektowego I

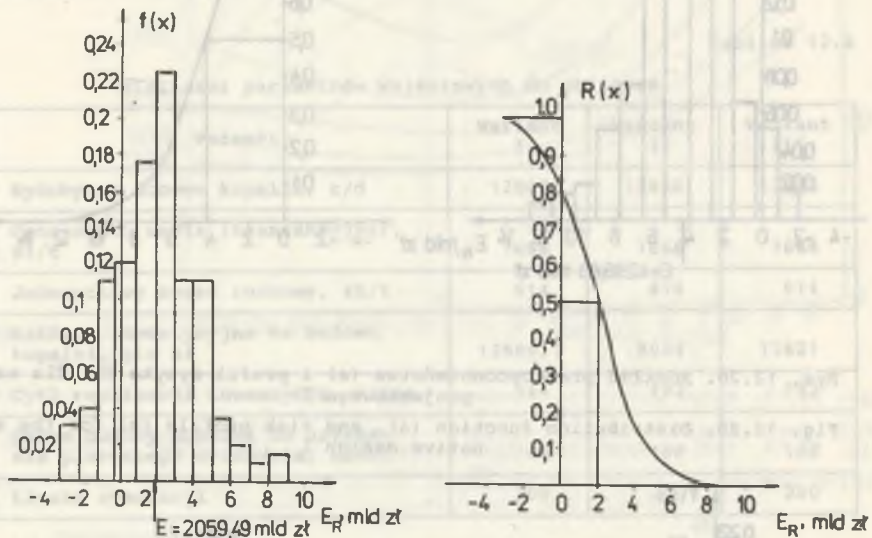
Fig. 12.20. Distribution function (a), and risk profile (b) for the alternative design I



Rys. 12.21. Rozkład prawdopodobieństwa (a) i profil ryzyka (b) dla wariantu projektowego II

Fig. 12.21. Distribution function (a), and risk profile (b) for the alternative design II

Podane w przykładzie liczby są wartościami rzeczywistymi opracowanego przed kilku laty projektu koncepcyjnego jednej z nowych kopalń Rybnickiego Okręgu Węglowego. Przyjęte w obliczeniach wartości ceny zbytu węgla, kosztu ruchowego i nakładów inwestycyjnych odnoszą się do poziomu cen z 1978 roku i są obecnie nieaktualne, a zatem nieaktualne są również podane wyniki obliczeń. Przykład ten dotyczy jednak konkretnego rozwiązania projektowego i dlatego zamieszczono go w tym miejscu.



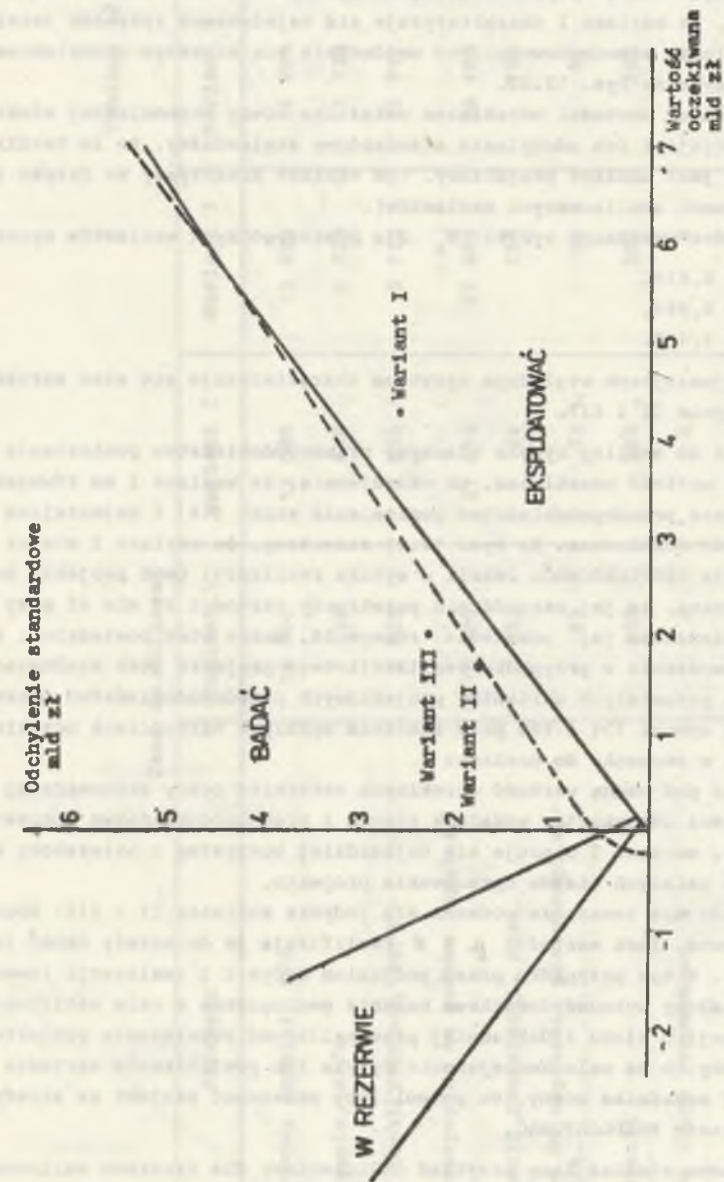
Rys. 12.22. Rozkład prawdopodobieństwa (a) i profil ryzyka (b) dla wariantu projektowego III

Fig. 12.22. Distribution function (a), and risk profile (b) for the alternative design III

Na podstawie wyników obliczeń wykonanych dla trzech rozważanych wariantów projektowych sporządzono - pokazane na rys. 12.20, 12.21 i 12.22 - wykresy funkcji gęstości i profilu ryzyka. Ponadto sporządzono diagram decyzyjny w układzie współrzędnych prostokątnych (μ, σ) dla wskaźnika E_R (rys. 12.23), na którym zaznaczono trzy rozważane warianty projektowe zgodnie z obliczonymi dla nich wartościami μ i σ .

Analiza wyników obliczeń pozwala na sformułowanie następujących wniosków odnośnie do efektywności i ryzyka rozważanych wariantów projektowych:

- Wszystkie trzy oceniane warianty projektowe są rentowne w cenach transakcyjnych zbytu węgla, przy czym najbardziej rentowny jest wariant I, a następnie II i III.
- Wartości wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji obliczone dla danych deterministycznych są wyższe (odpowiednio o 6%, 49% i 57%) od wartości oczekiwanej tego wskaźnika przy zastosowaniu analizy probabilistycznej.



Rys. 12.23. Diagram decyzyjny dla trzech wariantów projektowych

Fig. 12.23. Decisive diagram for 3 alternative designs

- c) Traktując ocenę ryzyka w ujęciu klasycznym (wg D.B. Hertza) można powiedzieć, że wariant I charakteryzuje się największym ryzykiem (wielkością odchylenia standardowego), co uwiadacza się większym nachyleniem profilu ryzyka na rys. 12.20.
- d) Porównując wartości oczekiwane wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji i ich odchylenia standardowe stwierdzamy, że im bardziej rentowny jest wariant projektowy, tym większe towarzyszy mu ryzyko (dotyczy to trzech analizowanych wariantów).
- e) Wartości wskaźnika ryzyka W_R dla poszczególnych wariantów wynoszą:

I - 0,610,
II - 0,984,
III - 1,122.

Najmniejszym względnym ryzykiem charakteryzuje się więc wariant I, a następnie II i III.

- f) Jeżeli do analizy ryzyka włączymy prawdopodobieństwo poniesienia strat i ich wartość oczekiwaną, to okazuje się, że wariant I ma również najmniejsze prawdopodobieństwo poniesienia strat (6%) i najmniejszą ich wartość oczekiwaną. Na rys. 12.27 zauważamy, że wariant I mieści się w strefie EKSPLOATOWAĆ. Jeżeli w wyniku realizacji tego projektu powstałaby strata, to jej wartość nie przekroczy wartości 36 mln zł przy prawdopodobieństwie jej powstania równym 6%. Można więc powiedzieć, że ryzyko niepowodzenia w przypadku realizacji tego projektu jest minimalne. Dla dwóch pozostałych wariantów projektowych prawdopodobieństwo powstania strat wynosi 17% i 19% przy znacznie wyższych wartościach oczekiwanych strat w stosunku do wariantu I.
- g) Biorąc pod uwagę wartość oczekiwaną wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji, wskaźnik ryzyka i prawdopodobieństwo poniesienia strat, wariant I okazuje się najbardziej korzystny i należałoby wybrać go do dalszych etapów opracowania projektu.
- h) Zakłada się teraz, że rozważa się jedynie warianty II i III. Obydwa są rentowne, lecz wartości μ i σ kwalifikują je do strefy BADAĆ (rys. 12.3). W tym przypadku przed podjęciem decyzji i realizacji inwestycji należałoby wykonać dodatkowe badania geologiczne w celu uściślenia informacji o złożu i dokładniej przeanalizować rozwiązanie projektowe. Miałoby to na celu zmniejszenie ryzyka lub powiększenie wartości oczekiwanej wskaźnika oceny, co pozwoliłoby przesunąć projekt ze strefy BADAĆ do strefy EKSPLOATOWAĆ.

Wykonano również inny przykład obliczeniowy dla czterech wariantów projektowych na poziomie cen 1983 roku. Dane do obliczeń zawarto w tabelicy 12.8. Wyniki obliczeń wykonanych za pomocą programu RYZ przedstawiono w tabelicy 12.9. Na rys. 12.4 pokazano uzyskane profile ryzyka czterech analizowanych wariantów projektowych, a na rys. 12.25 przedstawiono je w układzie współrzędnych prostokątnych (μ, σ). Analiza wyników obliczeń prowadzi do na-

Tabela 12.8

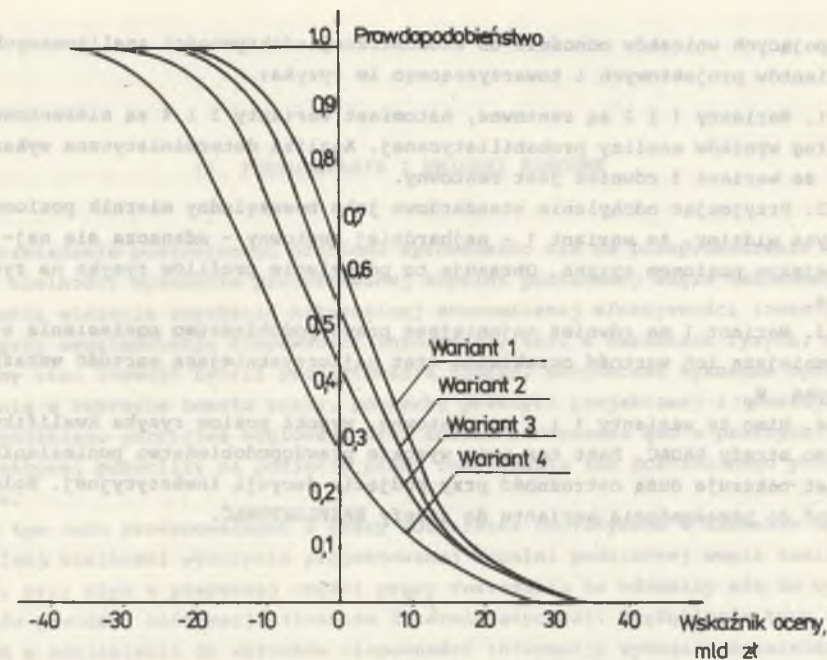
Dane do obliczeń

Lp.	Parametr	Wariant 1	Wariant 2	Wariant 3	Wariant 4
1	Wydobycie dobowe kopalni, t/d	10 000	12 000	15 000	18 000
2	Cena zbytu węgla, zł/t	5 650	5 650	5 720	5 720
3	Jednostkowy koszt ruchowy, zł/t	3 825	3 825	3 911	3 911
4	Nakłady inwestycyjne na budowę kopalni, mln zł	18 000	21 600	27 000	36 400
5	Cykl realizacji inwestycji, mies.	132	144	156	168
6	Okres budowy do uzyskania pierwszego wydobycia, mies.	60	72	84	96
7	Liczba symulacji	200	200	200	200
8	Kalkulacyjna stopa procentowa, %	6	6	6	6

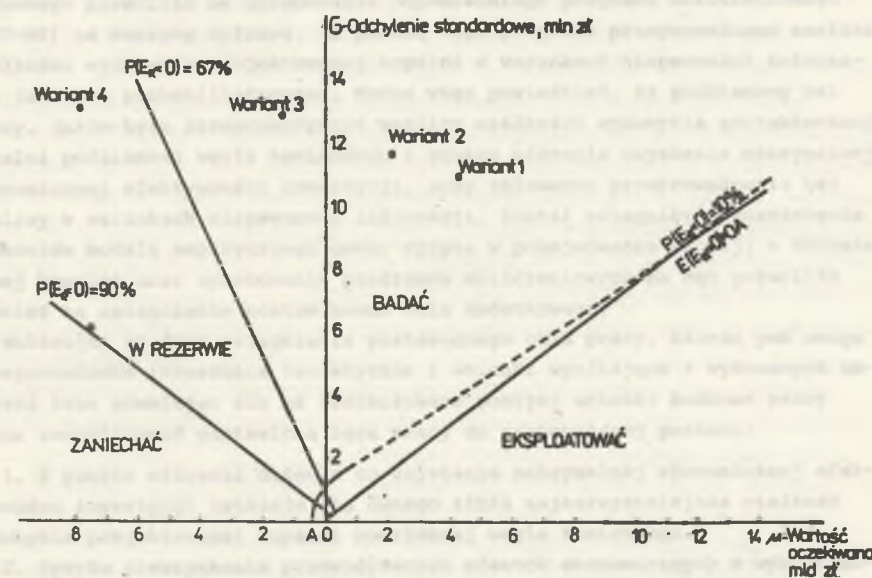
Tablica 12.9

Wyniki obliczeń

Lp.	Wskaźnik	Wariant 1	Wariant 2	Wariant 3	Wariant 4
1	Wartość oczekiwana wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji w postaci różnicowej rozwinętej, mln zł	4231.1		-1430.5	-7830.9
2	Odchylenie standardowe wskaźnika oceny mln zł	10940.8	2153.5	12887.9	13240.0
3	Czy wskaźnik oceny ma rozkład normalny	tak	tak	tak	tak
4	Prawdopodobieństwo poniesienia strat, %	37.5	46.0	58.0	75.0
5	Wartość oczekiwana strat, mln zł	-2464.1	-3618.5	-5900.0	-10308.6
6	Wartość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji dla analizy deterministycznej, mln zł	7292.4	5970.3	3549.1	-2003.7
7	Wskaźnik ryzyka, W_r	2.586	5.381	-9.009	-1.691



Rys. 12.24. Profile ryzyka dla czterech wariantów projektowych
Fig. 12.24. Risk profiles for 4 alternative designs



Rys. 12.25. Diagram decyzyjny dla czterech wariantów projektowych
Fig. 12.25. Decisive diagram for 4 alternative designs

stępujących wniosków odnośnie do ekonomicznej efektywności analizowanych wariantów projektowych i towarzyszącego im ryzyka:

1. Warianty 1 i 2 są rentowne, natomiast warianty 3 i 4 są nierentowne według wyników analizy probabilistycznej. Analiza deterministyczna wykazuje, że wariant 3 również jest rentowny.

2. Przyjmując odchylenie standardowe jako bezwzględny miernik poziomu ryzyka widzimy, że wariant 1 - najbardziej rentowny - odznacza się najmniejszym poziomem ryzyka. Obrazuje to pochylenie profilów ryzyka na rys. 12.4.

3. Wariant 1 ma również najmniejsze prawdopodobieństwo poniesienia strat, najmniejszą ich wartość oczekiwaną oraz najkorzystniejszą wartość wskaźnika ryzyka W_r .

4. Mimo że warianty 1 i 2 są rentowne, wysoki poziom ryzyka kwalifikuje je do strefy BADAC. Fakt ten oraz wysokie prawdopodobieństwo poniesienia strat nakazuje dużą ostrożność przy podjęciu decyzji inwestycyjnej. Należy dążyć do przesunięcia wariantu do strefy EKSPLOATOWAĆ.

13. PODSUMOWANIE I WNIOSKI KOŃCOWE

Rozwiązanie postawionego problemu sprowadzało się do przeprowadzenia analizy wielkości wydobywania projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego z punktu widzenia uzyskania maksymalnej ekonomicznej efektywności inwestycji przy uwzględnieniu niepewności informacji, tzn. w warunkach ryzyka. Aktualny stan rozwoju teorii projektowania kopalń, dotychczas wykonane opracowania w zakresie tematu pracy, potrzeby praktyki projektowej i inwestycyjnej polskiego górnictwa węglowego oraz zakres stosowania ETO w praktyce projektowej pozwoliły na podjęcie próby rozwiązania tak postawionego problemu.

W tym celu przeprowadzono w pracy rozważania teoretyczne w zakresie optymalnej wielkości wydobywania projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego, przy czym w pierwszej części pracy rozważania te odnosiły się do warunków pewności informacji (analiza deterministyczna). Pogłębienie tych rozważań w odniesieniu do warunków niepewności informacji wymagało rozwinięcia elementów modelu empirycznego oceny ryzyka w podejmowaniu decyzji inwestycyjnych, co wraz z opracowanymi modelami nakładów inwestycyjnych i kosztu ruchowego pozwoliło na opracowanie odpowiedniego programu obliczeniowego (RYZ-NK) na maszynę cyfrową. Za pomocą tego programu przeprowadzono analizę wielkości wydobywania projektowanej kopalni w warunkach niepewności informacji (analiza probabilistyczna). Można więc powiedzieć, że podstawowy cel pracy, jakim było przeprowadzenie analizy wielkości wydobywania projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego z punktu widzenia uzyskania maksymalnej ekonomicznej efektywności inwestycji, przy założeniu przeprowadzenia tej analizy w warunkach niepewności informacji, został osiągnięty. Rozwinięcie elementów modelu empirycznego oceny ryzyka w podejmowaniu decyzji o budowie nowej kopalni oraz opracowanie programów obliczeniowych na emc pozwoliło również na osiągnięcie postawionego celu dodatkowego.

Wskazując na fakt osiągnięcia postawionego celu pracy, biorąc pod uwagę przeprowadzone rozważania teoretyczne i wnioski wynikające z wykonanych obliczeń oraz powołując się na sformułowane poniżej wnioski końcowe pracy można zweryfikować postawioną tezę pracy do następującej postaci:

1. Z punktu widzenia dążenia do uzyskania maksymalnej ekonomicznej efektywności inwestycji istnieje dla danego złoża najkorzystniejsza wielkość wydobywania projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego.

2. Ryzyko nieuzyskania przewidywanych efektów ekonomicznych w wyniku budowy nowej kopalni, mierzonych poziomem ekonomicznej efektywności inwestycji, nie wpływa na optymalną wielkość wydobywania projektowanej kopalni.

3. W celu poszerzenia zbioru informacji tworzących podstawę do wyboru najkorzystniejszego wariantu rozwiązania projektowego nowej kopalni oraz do podjęcia decyzji o realizacji inwestycji należy dokonać oceny towarzyszącego jej ryzyka.

Oceniając wkład pracy w rozwój teorii projektowania kopalń można wymienić następujące elementy oryginalne pracy o charakterze teoretycznym:

1. Rozważania w zakresie optymalnej wielkości wydobycia projektowanej kopalni z punktu widzenia maksymalizacji ekonomicznej efektywności inwestycji.

2. Ustalenie wpływu niepewności informacji na wielkość wydobycia projektowanej kopalni.

3. Rozwiązanie elementów w modelu empirycznym oceny ryzyka w podejmowaniu decyzji inwestycyjnych.

Utylitarny charakter pracy można podkreślić przez podanie opracowanych nowych narzędzi projektowania przekazanych do praktycznego stosowania:

1. Metodyka oceny ryzyka ekonomicznego przy podejmowaniu decyzji odnośnie do budowy nowej kopalni.

2. Program obliczeniowy na emc do oceny wariantów projektowych nowej kopalni z punktu widzenia maksymalizacji ekonomicznej efektywności jej budowy wraz z oceną ryzyka (program RYZ-NK).

3. Program obliczeniowy na emc do oceny ryzyka ekonomicznego towarzyszącego podjęciu decyzji o budowie nowej kopalni (program RYZ).

W podsumowaniu rozważań zmierzających do rozwiązania postawionego problemu można sformułować wnioski końcowe wynikające z pracy:

1. Stworzenie dogodniejszych warunków do oparcia zasadniczych decyzji podejmowanych w procesie projektowania nowej kopalni i decyzji o budowie nowej kopalni na ocenie ekonomicznej efektywności inwestycji wymaga prowadzenia prac i badań w zakresie formuły wskaźnika oceny i jego elementów w celu pełniejszego przystosowania metodyki oceny efektywności inwestycji do specyfiki inwestycji górniczych. Rozważania zawarte w pracy pozwalają na wysunięcie następujących sugestii w tym względzie:

- Należy wydłużyć okres obliczeniowy wskaźnika do okresu istnienia pierwszych dwóch poziomów wydobywczych (przy modelu dwupoziomowym kopalni) lub pierwszego poziomu (przy modelu jednopoziomowym), przy czym okres ten nie powinien być krótszy od okresu obliczeniowego wynikającego ze średniej stawki amortyzacji środków trwałych.
- Rachunek oceny ekonomicznej efektywności inwestycji należy przeprowadzać w cenach bieżących, co pozwoli uwzględnić w rachunku zjawisko inflacji.
- Należy wyeliminować stosowanie wskaźnika uproszczonego oceny ekonomicznej efektywności inwestycji. Do oceny ekonomicznej wariantów projektowych nowej kopalni, sporządzonych w koncepcji programowej inwestycji, należy stosować wskaźnik rozwinięty przy zastosowaniu modeli rozkładu nakładów inwestycyjnych, kosztu ruchowego i wydobycia kopalni.

2. Wielkość wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego przyjęto w pracy jako podstawowy parametr projektowy (spośród czynników wewnętrznych) wpływający na poziom ekonomicznej efektywności inwestycji. Ustalenie tej wielkości powinno prowadzić do uzyskania maksymalnej efektywności projektowanej inwestycji. Przyjmując ten punkt widzenia (bez uwzględnienia niepewności informacji) można stwierdzić, że:

- Z punktu widzenia maksymalizacji ekonomicznej efektywności inwestycji istnieje optymalna wielkość wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego. Jeżeli zależność rocznego zysku (bez uwzględnienia kosztu amortyzacji) od nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni jest funkcją wypukłą, to wydobycie dobowe kopalni osiąga wartość optymalną wewnątrz przedziału określoności tej zależności lub w górnym krańcu tego przedziału. Jeżeli zależność ta jest funkcją wklęsłą, to wydobycie dobowe kopalni osiąga wartość optymalną wyłącznie w górnym krańcu przedziału jej określoności.
- Optymalna wielkość wydobycia kopalni wyznaczana na podstawie kryterium maksymalizacji ekonomicznej efektywności inwestycji zależy od postaci przyjętego wskaźnika oceny. Wielkość ta jest mniejsza w przypadku wewnętrznej stopy procentowej niż w przypadku wskaźnika różnicowego rozwiniętego. Optymalna wielkość wydobycia kopalni wyznaczana na podstawie kalkulacyjnej stopy procentowej. Optymalna wielkość wydobycia projektowanej kopalni powinna być wyznaczana zgodnie z wewnętrzną stopą procentową, która nie zależy od wielkości przyjętej kalkulacyjnej stopy procentowej.

3. Zewnętrzne i wewnętrzne czynniki ryzyka w procesie projektowania nowej kopalni powodują niepewność informacji wejściowych do tego procesu i tym samym do oceny poziomu ekonomicznej efektywności projektowanej inwestycji. Wynikiem niepewności informacji o wartościach parametrów wpływających na ekonomiczną efektywność inwestycji jest ryzyko nieuzyskania jej spodziewanej wielkości. W szczególności można stwierdzić, że:

- Decyzje w procesie projektowania nowej kopalni i decyzje o budowie nowej kopalni są podejmowane w warunkach niepewności lub w warunkach ryzyka.
- Warunki niepewności przy podejmowaniu powyższych decyzji mogą być zamienione na warunki ryzyka przez zastosowanie rozkładów prawdopodobieństwa obiektywnego lub subiektywnego.
- Poziom ryzyka ekonomicznego towarzyszącego podjęciu decyzji o budowie nowej kopalni można ustalić za pomocą modelu empirycznego D.B. Hertza.

4. Przeprowadzenie odpowiednich badań i rozwinięcie elementów modelu empirycznego D.B. Hertza pozwala stwierdzić, że:

- Symulacja Monte Carlo stosowana w modelu opiera się na profilach niepewności parametrów służących do obliczania wartości wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji, które można ustalić na podstawie danych historycznych lub na podstawie ocen ekspertów.

b) Parametry wpływające na poziom ekonomicznej efektywności inwestycji mają rozkłady normalne. W odniesieniu do konkretnego rozwiązania projektowego można również przyjmować rozkłady trójkątne parametrów ustalane na podstawie indywidualnych ocen projektantów.

c) Uzyskanie rozkładu prawdopodobieństwa wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji w wyniku symulacji Monte Carlo pozwala ustalić profil ryzyka projektowanej inwestycji oraz pozwala obliczyć: wartość oczekiwaną wskaźnika, jego odchylenie standardowe, prawdopodobieństwo poniesienia strat i ich wartość oczekiwaną.

5. Wyniki obliczeń wykonanych za pomocą opracowanych programów obliczeniowych EFIN, RYZ, RYZ-NK i ich analiza pozwalają na wysunięcie następujących stwierdzeń:

- a) Największy wpływ na poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni wywierają: wydobyte dobowe kopalni i okres obliczeniowy wskaźnika spośród czynników wewnętrznych oraz cena zbytu węgla i kalkulacyjna stopa procentowa spośród czynników zewnętrznych.
- b) Wzrost zasobności złoża do pewnej wartości granicznej zależnej od wielkości wydobycia kopalni powiększa poziom ekonomicznej efektywności budowy nowej kopalni.
- c) Niepewność informacji wejściowych do oceny ekonomicznej efektywności inwestycji, a wyrażona przez profile niepewności parametrów służących do obliczania wartości wskaźnika oceny, nie wpływa na optymalną wielkość wydobycia projektowanej kopalni.
- d) Przy optymalnej wielkości wydobycia projektowanej kopalni występuje najmniejsze ryzyko inwestowania mierzone wskaźnikiem ryzyka W_r i prawdopodobieństwem poniesienia strat.
- e) Przyjęta skala ryzyka inwestycji górniczych oraz diagram decyzyjny w układzie współrzędnych prostokątnych (μ, σ) pozwalają na klasyfikowanie wariantów projektowych koncepcji programowej inwestycji z uwagi na towarzyszące im ryzyko i prawdopodobieństwo poniesienia strat.
- f) Do oceny ryzyka towarzyszącego podjęciu decyzji o budowie nowej kopalni można stosować względny wskaźnik ryzyka W_r i przyjętą skalę inwestycji górniczych. Pomocne w tej ocenie mogą być: odchylenie standardowe wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji jako bezwzględny miernik ryzyka, prawdopodobieństwo poniesienia strat oraz ich wartość oczekiwana.
- g) Wartość wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji obliczona z zastosowaniem analizy probabilistycznej jest mniejsza (nawet kilkakrotnie) od wartości obliczonej w przypadku analizy deterministycznej. Nakaże to większą ostrożność przy podejmowaniu decyzji o budowie nowej kopalni na podstawie wartości wskaźnika oceny obliczonej dla danych deterministycznych, biorąc oczywiście pod uwagę założenie, że analiza probabilistyczna jest bliższa rzeczywistości sytuacji decyzyjnej.

- h) Ocena ryzyka towarzyszącego wariantom projektowym nowej kopalni i rozwiązaniu projektowemu przeznaczonemu do realizacji poszerza bazę informacji dla wyboru najkorzystniejszego rozwiązania projektowego i dla podjęcia decyzji o realizacji inwestycji.

BIBLIOGRAFIA

1. Ajdukiewicz Z.: Optymalna wielkość kopalni. Drogi postępu w górnictwie. Zjazd Naukowo-Techniczny Katowice. PWN, Warszawa 1957, t. 1.
2. Analiza i ocena dotychczasowych metod określania optymalnych parametrów modelu, struktury i systemów technologicznych pod kątem możliwości ich zastosowania kopalń głębokich. Prace IPBKIO, Politechnika Śląska, Gliwice 1974.
3. Arrow K.J.: Eseje z teorii ryzyka. PWN, Warszawa 1979.
4. Balbierz T., Trybus Z., Wieluch W.: Próba obliczania wskaźnika oceny ekonomicznej efektywności inwestycji "E" za pomocą emc dla potrzeb projektowania perspektywicznych obszarów górniczych. "Projekty-Problemy, Budownictwo Górnicze" 1979, nr 11.
5. Babiński Cz.: Elementy nauki o projektowaniu. WNT, Warszawa 1972.
6. Bendkowski J.: Zastosowanie minikomputerów w obliczeniach inżynierskich. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1979, nr 5.
7. Bendkowski J.: Problemy organizacyjne występujące przy projektowaniu i wdrażaniu systemów dialogowych w pracach inżynierskich. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1980, nr 2.
8. Benthau F.: Das Berechnen der wirtschaftlichsten Grösse von Schachtbaufeldern. "Glückauf" 1956, nr 1-2.
9. Bromowicz R.: Metoda wyznaczania optymalnej wielkości obszaru górniczego kopalni elementarnej. "Zeszyty Problemowe Górnictwa" 1963, t. 1, z. 2.
10. Bromowicz R., Paździora J., Hajdasiński M.: Stan i tendencje rozwojowe zespołu dyscyplin naukowych górnictwa związanych z projektowaniem i budową kopalń głębokich. "Projekty-Problemy" 1972, nr 7-8.
11. Burczakow A.S. i in.: Projektowanie i kompleksowa optymalizacja parametrów szacht. "Niedra", Moskwa 1972.
12. Burczakow A.S., Małkin A.S., Ustinow M.J.: Projektowanie szacht. "Niedra", Moskwa 1978.
13. Chudek M., Dąbrowski J.: Model matematyczny metody optymalizacji struktury i wielkości modernizowanej kopalni węgla kamiennego. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1979, nr 9.
14. Chudek M., Paździora J., Dąbrowski J.: Techniczne warianty struktury i wielkości modernizowanej kopalni węgla kamiennego. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1979, nr 7-8.
15. Ciganek J., Miculka B., Vitek A.: Matematické modelování srovnávacích variant rozložení investice při výstavbě hlubinných dolů. "Technicko-Ekonomický Zpravodaj" 1985, nr 1.
16. Ciruelos J.: Une approche pour la gestion du risque dans l'analyse des projets miniers. L'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris, Paryż 1985 (praca doktorska).
17. Ciszak E.: Zamierzenie, realizacja i efekty zagospodarowania Rybnickiego Okręgu Węglowego. "Budownictwo Węglowe, Projekty-Problemy" 1985, nr 1-2.
18. Claes F., Rusche H.: Die Berechnung von Flözbetriebskosten mit einem Programmsystem für die Zuschnittsplanung. "Glückauf" 1975, nr 2.
19. Cozzolino J.M.: A New Method for Risk Analysis. "Sloan Management Review" 1979.
20. Cyrnek Cz.: Prognozowanie nakładów inwestycyjnych w zakresie górniczych robót udostępniających i przygotowawczych w zależności od tempa realizacji w cyklu budowy głębokich kopalń węgla. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo, Kraków 1974, z. 59.
21. Czyłok A., Madejski A., Wiercioch A.: Perspektywiczne planowanie budowy i rozwoju kopalń w górnictwie węgla kamiennego (system SPP). "Przegląd Górniczy" 1975, nr 5.
22. Derendal T.: Zmiany modelu kopalni Rybnickiego Okręgu Węglowego projektowanych w minionym 25-leciu. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1980, nr 12.
23. Durban S.: Empresa ante el riesgo. Iberico europea de ediciones, Madrid 1984.
24. Duchene M.: Estimations de la rentabilité previsionelle aux differents stades d'un projet minier. "Industrie Minerale" 1979, nr 1.
25. Ferensztajn B., Minasiewicz St.: Rozwój zastosowań elektronicznej techniki obliczeniowej w projektowaniu w Głównym Biurze Studiów i Projektów Górniczych. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1980, nr 2.
26. Fiedorow D.J., Bondarowicz B.A., Pierieponow W.J.: Nadieżność' mietałokonstrukcyj ziemlerojnych maszyn. Izd. Maszynostrojenije, Moskwa 1971.
27. Firkowicz F.: Statystyczne badania wyrobów. WNT, Warszawa 1970.
28. Fiszal H.: Teoria efektywności inwestycji, jej zastosowanie. PWN, Warszawa 1979.
29. Frycz A.: Klimatyzacja kopalń. Wyd. Śląsk, Katowice 1981.
30. Główny Biuro Studiów i Projektów Górniczych: Instrukcja do sporządzania rachunku efektywności w projektowaniu inwestycji kopalń węgla kamiennego. Katowice 1975.
31. Gumuła St.: Metody badania ekonomicznej efektywności inwestycji budowy i rozbudowy kopalń węgla kamiennego. "Budownictwo Węglowe, Projekty-Problemy" 1984, nr 3.
32. Gumuła St., Legutko J., Szostak T.: Metoda oceny ekonomicznej efektywności inwestycji w projektowaniu KWK. GBSiPG, Katowice 1982.
33. Hajdasiński M.: Metoda ekonomicznej oceny efektywności rekonstrukcji kopalń. AGH, Kraków 1970 (praca doktorska).
34. Hajdasiński M.: Czynniki czasu w rachunku ekonomicznym. "Przegląd Górniczy" 1971, nr 6.
35. Hajdasiński M.: Horyzont czasowy rozważań ekonomicznych i wartość zużycia środków trwałych przy ocenie efektywności inwestycji górniczych. "Archiwum Górnictwa", 1971, t. 16, z. 4.
36. Hajdasiński M.: Rozważania nad doбором właściwego kryterium ekonomicznej oceny efektywności inwestycji w górnictwie. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo, Kraków 1972, z. 44.
37. Hajdasiński M.: Modele odwzorowania i zmian wartości w czasie w rachunku ekonomicznej efektywności. "Archiwum Górnictwa" 1981, z. 1.
38. Hajdasiński M.: Jednoznaczność kryterium wewnętrznej stopy procentowej w przypadku najogólniejszej postaci strumienia wartości o jednej zmianie znaku. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo, Kraków 1981, z. 112.
39. Hanke E., Parysiewicz W., Cudzik W., Wolski J.: Określenie realnego frontu eksploatacyjnego dla głębokich kopalń węgla. BPPW-BP, Gliwice 1961.
40. Hertz D.B.: Risk Analysis in Capital Investment. "Harvard Business Review" 1964, nr 1-2.
41. Hertz D.B., Thomas H.: Risk Analysis and Its Applications. Wiley, New York 1983.

42. Jawień M.: Metoda wyznaczania optymalnej wielkości obszaru produkcyjnego i wydobywania kopalni zespołowej. "Przegląd Górniczy" 1962, nr 9.
43. Jawień M.: Optymalna wielkość kopalń zespołowych w Górnosląskim Zagłębiu Węglowym. "Przegląd Górniczy" 1962, nr 12.
44. Jawień M.: Metoda wyznaczania głównych parametrów wielkości kopalni typu jednostkowego. "Projekty-Problemy, Biuletyn BPPW" 1965, nr 10.
45. Jawień M.: Optymalna wielkość kopalni typu jednostkowego w Górnosląskim Zagłębiu Węglowym. "Projekty-Problemy" 1966, nr 2.
46. Jawień M., Suchan St.: Zasady projektowania kopalń głębinowych. AGH, Kraków 1980, cz. 1, nr 73.
47. Karbownik A.: Struktura procesu projektowania w górnictwie. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1978, nr 11.
48. Karbownik A.: Ocena efektywności skrócenia cyklu realizacji przedsięwzięcia inwestycyjnego "budowa kopalni". Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, Gliwice 1979, z. 97.
49. Karbownik A.: O właściwy system pojęć związanych z projektowaniem modelu głębinowej kopalni węgla kamiennego. "Projekty-Problemy. Budownictwo Węglowe" 1980, nr 11.
50. Karbownik A.: O pewnej możliwości ustalenia optymalnej kolejności budowy kopalń w okręgu górniczym z uwzględnieniem czynnika ekonomicznego. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1981, nr 4-5.
51. Karbownik A.: Podstawy teorii projektowania. Zagadnienia wybrane dla kierunków górniczych. Politechnika Śląska, Gliwice 1981.
52. Karbownik A.: Podstawy projektowania kopalń. Cz. 1 Ocena rozwiązań projektowych. Politechnika Śląska, Gliwice 1982.
53. Karbownik A.: Analiza ekonomicznych kryteriów oceny decyzji projektowych i inwestycyjnych. "Budownictwo Węglowe, Projekty-Problemy" 1982, nr 8.
54. Karbownik A.: Podejmowanie decyzji projektowych w warunkach niepewności. "Budownictwo Węglowe. Projekty-Problemy" 1983, nr 1.
55. Karbownik A.: O teorii projektowania kopalń. "Budownictwo Węglowe. Projekty-Problemy" 1983, nr 6.
56. Karbownik A.: Podejmowanie decyzji projektowych i inwestycyjnych w warunkach ryzyka. "Budownictwo Węglowe, Projekty-Problemy" 1984, nr 7-8.
57. Karbownik A.: Model empiryczny oceny ryzyka w podejmowaniu decyzji projektowych i inwestycyjnych w górnictwie. "Budownictwo Węglowe. Projekty-Problemy" 1985, nr 7.
58. Karbownik A.: Ocena ryzyka realizacji przedsięwzięć inwestycyjnych w górnictwie węglowym. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo (w druku).
59. Karbownik A., Chroszcz H.: Analityczna metoda hodnoceni rentability projektu noveho dolu. III Międzynarodowa Konferencja Naukowa w VŠB. Ostrava 1985.
60. Karbownik A., Chroszcz H.: Nektere problemy souvisejici s vyvojem teorie a praxe projektovani hlubinných uholných dolu w PRL. Zeszyty Naukowe Wyższej Szkoły Górniczej w Ostrawie (w druku).
61. Karbownik A., Derental T., Szczepanik W.: Kształtowanie się tendencji w projektowaniu wielkości i modelu nowoczesnej kopalni węgla kamiennego na przykładzie rozwoju Rybnickiego Okręgu Węglowego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, Gliwice 1980, z. 106.
62. Karbownik A., Poloczek F., Chroszcz H.: Możliwości stosowania metody oceny ekspertów do podejmowania decyzji projektowych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, Gliwice 1983, z. 123.
63. Karbownik A., Żukian B.: Rozkłady prawdopodobieństwa podstawowych parametrów techniczno-ekonomicznych projektowanych inwestycji górniczych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, Gliwice 1985, z. 134.

64. Kokoszka A.: Postęp techniczno-ekonomiczny w projektowaniu nowych kopalń węgla kamiennego. "Projekty Problemy, Budownictwo Węglowe" 1980, nr 12.
65. Kozdrój M.: Metody rachunku prawdopodobieństwa i statystyki matematycznej w organizacji produkcji górniczej. Wyd. Śląsk, Katowice 1969.
66. Kruczek T.: Metoda optymalizacji układu przesyłowego gazu wielkopięciowego w warunkach niepewności założeń projektowych. "Problemy Projektowe" 1981, nr 3.
67. Krupiński B.: Model i optymalna wielkość głębinowych kopalń zespołowych w Zagłębiu Górnosląskim. "Przegląd Górniczy" 1958, nr 11.
68. Krupiński B.: Optymalna wielkość kopalni. Archiwum Górnictwa 1960, tom V, z. 1.
69. Krupiński B.: Zasady projektowania kopalń. WGH, Katowice 1963, cz. 1 i 2.
70. Kryński H.: Rachunek ekonomicznej efektywności zamierzeń inwestycyjnych. PWN, Warszawa 1978.
71. Kurnosow A.M., Ustinow M.J., Nabrodow J.P. i inni: Metody optymalnego projektowania ogólnych szacht. Izd. "Niedra", Moskwa 1974.
72. Lesz M.: Metody symulacyjne. Zastosowania techniczno-ekonomiczne, PWE, Warszawa 1977.
73. Lindgren B.W.: Elementy teorii decyzji. WNT, Warszawa 1975.
74. Lisowski A., Bromowicz R.: Analityczne metody w projektowaniu, budowie i eksploatacji podziemnych kopalń węgla kamiennego. "Przegląd Górniczy" 1967, nr 10.
75. Lisowski A., Madejski A.: Symulacyjno-regresyjna metoda oceny wariantów rozwoju kopalń - stan aktualny i kierunki rozwoju. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1979, nr 7-8.
76. Luszniwicz A.: Metody wnioskowania statystycznego. PWE, Warszawa 1973.
77. Mackenzie B.W.: Evaluating the Economics of Mine Development. "Canadian Mining Journal" 1971, nr 3.
78. Madejski A.: Wpływ struktury kopalń węgla kamiennego i ich poziomu technicznego na koszty produkcji i wielkość majątku trwałego. GIG, Katowice 1978 (praca doktorska).
79. Madejski A., Wistuba A.: Zestawienie regresyjnych funkcji kosztów produkcji węgla kamiennego wyznaczonych dla wyróżnionych przekrojów technologicznych. COIG, Katowice 1983.
80. Magda R.: Integracyjna metoda odwzorowania i oceny ekonomicznej efektywności procesu produkcyjnego głębinowej kopalni węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo, Kraków 1985, z. 124.
81. Mahrenholtz H.: Informationsmappe zum bergmaennischen Unternehmensspiel SIMBERG. Fachhochschule Bergbau. Bochum 1984.
82. Mazurek A.: Prace studialno-badawcze bazą projektowania nowoczesnych zakładów górniczych. "Budownictwo Węglowe-Projekty-Problemy" 1983, nr 7-8.
83. Miszewski B.: Zarys ekonomii politycznej socjalizmu. PWN, Warszawa 1984.
84. Montes J.M.: Evaluación de proyectos y analisis de riesgo. Fundación Gomez - Pardo. Madrid 1979.
85. Moore P.G.: Ryzyko w podejmowaniu decyzji. PWE, Warszawa 1975.
86. Mothes J.: Sytuacje niepewne a podejmowanie decyzji w przemyśle. PWN, Warszawa 1972.
87. Obwieszczenie Ministra Budownictwa i Przemysłu Materiałów Budowlanych z dnia 15 grudnia 1972 roku w sprawie normatywnych cykli realizacji inwestycji. MBiPMB. "Dziennik Budownictwa" 1973, nr 3, poz. 8.
88. Ocena ekonomicznej efektywności inwestycji i innych zamierzeń rozwojowych. Zbiór przepisów. PWE, Warszawa 1975.

89. Ocena rentowności zagospodarowania obszarów perspektywicznych w GZW i złóż na dużej głębokości w kopalniach czynnych dla potrzeb projektowania górnictwa. Prace IPBKİOP, Politechnika Śląska. Gliwice (etap I 1984, etap II 1985).
90. Opracowanie analitycznych podstaw modelowania matematycznego i optymalizacji wielkości oraz modelu kopalni dla oceny rentowności zagospodarowania złoża węgla kamiennego w projektowaniu kopalń głębokich. Prace IPBKİOP, Politechnika Śląska, Gliwice 1983.
91. Opracowanie rachunku ekonomicznej efektywności inwestycji w górnictwie na kolejnych etapach podejmowania decyzji z uwzględnieniem teorii ryzyka. GIG, Katowice 1984.
92. Pastor V.: Valoración de la propieded minera. "Industria Minera" 1974, nr 6.
93. Paździora J.: Prognozowanie rozwoju optymalnej struktury modelu kopalni węgla kamiennego. Politechnika Śląska, Gliwice 1972 (praca doktorska).
94. Paździora J.: Określenie ogólnego modelu kopalni w oparciu o elektrowniczną technikę cyfrową. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, Gliwice 1973, z. 55.
95. Paździora J.: Nowoczesność rozwiązań projektowych w świetle skracania cykli budowy kopalń węgla kamiennego. Referat na I Polsko-Brytyjskiej Konferencji na temat: Skrócenie czasu projektowania i budowy nowych kopalń węgla. "Projekty-Problemy" 1977, nr 3-4.
96. Paździora J.: Nowe koncepcje projektowe w kompleksowym zagospodarowaniu Centralnego Okręgu Węglowego ŁZW. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, Gliwice 1978, z. 85.
97. Paździora J., Karbownik A., Pogonowski T.: Modelowanie systemu i optymalizacja jego rozwiązania projektowego. "Projekty-Problemy. Budownictwo Węglowe" 1976, nr 11.
98. Paździora J., Pogonowski T., Karbownik A.: Rola i znaczenie optymalizacji w projektowaniu. "Projekty-Problemy. Budownictwo Węglowe" 1977, nr 8.
99. Paździora J., Pozor K., Karbownik A., Pogonowski T.: Podstawowe problemy i zakres automatyzacji procesu projektowania górnictwa. II Konferencja: Metody i środki projektowania automatycznego. Warszawa 1979.
100. Platt Cz.: Problemy rachunku prawdopodobieństwa i statystyki matematycznej. PWN, Warszawa 1981.
101. Pogonowski T.: Model teoretyczny cyklu budowy głębokiej kopalni węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, Gliwice 1971, z. 44.
102. Pozor L., Chrobok E.: Matematyczny model kopalni. Instrukcja użytkownika systemu. GBSiPG, Katowice 1971.
103. Pozor L., Sznurawa J.: Komputerowe wspomaganie projektowania kopalń węgla kamiennego w fazie założeń techniczno-ekonomicznych. "Budownictwo Węglowe, Projekty-Problemy" 1983, nr 7-8.
104. Reiser St., Błasiak T.: Analiza syntetycznych mierników oceny wariantów rozwiązań technicznych jako uzupełnienie obowiązującej metody oceny efektywności ekonomicznej inwestycji. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe" 1979, nr 5.
105. Riman A.: Optymalne wielkości kopalń węgla kamiennego i ich związek z rentownością. "Przegląd Górniczy" 1958, nr 11.
106. Romero A.: Investigación de la dimensión óptima de una empresa minera analizando la rentabilidad y el riesgo al aumentar la concentración de la explotación. Industria Minera 1976.
107. Rutowski T.: Optymalny front górnictwa. Komunikat GIG nr 188, Katowice 1956.

108. Sadowski W.: Decyzja i prognozy. PWE, Warszawa 1977.
109. Schneider E.: Teoría de la inversión. Librería "El Ateneo", Editorial. Buenos Aires 1978.
110. Seifert G.: Über ein Gesamtmodell zur Zuschnitts- und Produktionsplanung im Steinkohlenbergbau. Dysertacja Uniwersytetu Technicznego, Clausthal 1969.
111. Siska L., Vitek A., Ciganek J.: Projektování dolu II. Vysoká škola Banská. Ostrava 1984, cz. 1.
112. Sitko W., Chmiela A., Kozyra J.: Projektowanie organizacji wybierania węgla kamiennego. Politechnika Śląska, Gliwice 1973.
113. Słabik J.: Próba określenia "wrażliwości" projektowanej inwestycji na zmianie parametrów techniczno-ekonomicznych. "Projekty-Problemy" 1973, nr 4.
114. Smirnow N.W., Dunin-Barkowski J.W.: Kurs rachunku prawdopodobieństwa i statystyki matematycznej. PWN, Warszawa 1969.
115. Stachowicz J.: Perspektywiczne planowanie rozwoju regionów górniczych z uwzględnieniem modernizacji i technicznego łączenia kopalń. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, Gliwice 1974, z. 59.
116. Stachowicz J.: Optymalizacja procesu wybierania złoża w czynnej kopalni głębokiej węgla kamiennego w ujęciu planowania perspektywicznego i taktycznego, w świetle teorii gry z naturą. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Organizacja, Gliwice 1975, z. 6.
117. Stone B.K.: A General of Tree Parameter Risk Measures. "Journal of Finance" 1973, nr 6.
118. Trafność oceny geologicznej złoża na tle doświadczeń projektowych i realizacyjnych nowych kopalń węgla kamiennego w ROW. GBSiPG, Katowice 1977.
119. Szczercińska M., Chowaniec J., Żukian B.: Zastosowanie programowania dynamicznego do obliczeń optymalnego rozkładu zadań wydobywczych kopalń. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Organizacja, Gliwice 1978, z. 8.
120. Szewiakow L.D.: Osnovy teorii projektirovaniya ugodnykh szacht. Uglie-tiechizdat, 1958.
121. Tecza M., Wasik J.: Wielowariantowe projektowanie kopalń na przykładzie projektu kopalni "Piast" w Bieruniu. "Projekty-Problemy" 1974, nr 4.
122. Therme M.: Rozważania ekonomiczne na temat uruchamiania i prowadzenia kopalni. Materiały z Prac Państwowej Rady Górnictwa, Warszawa 1959, tom 2, z. 13.
123. Uchwała nr 173 Rady Ministrów z dnia 12 lipca 1974 r. w sprawie oceny ekonomicznej efektywności inwestycji i innych zamierzeń rozwojowych.
124. Wahl S.: Überlegungen und Rechnungen zur Frage der günstigsten Grösse von Grubenbetrieben. Theoretische Grundlagen und Beschreibung eines Modells. "Glückauf-F." 1967, nr 3.
125. Wahl S.: Überlegungen und Rechnungen zur Frage der günstigsten Grösse von Grubenbetrieben Kapitalwerte und Kosten verschiedener Planungsalternativen. "Glückauf-F." 1967, nr 4.
126. Warot J.: Wybrane zagadnienia rachunku efektywności ekonomicznej inwestycji w kopalniach węgla kamiennego. "Budownictwo Węglowe. Projekty-Problemy" 1984, nr 9.
127. Wellmer F.W.: Zu den Elementen des bergbauspezifischen Risikos. "Glückauf-F.". 1981, nr 6.
128. Werschner T., Gryszkiewicz Z.: Model Kopalni Węgla Kamiennego "Krupiński". "Budownictwo Węglowe, Projekty-Problemy" 1984, nr 1-2.

129. Węgierski J., Wolski J.: Analiza efektywności budowy kopalń węgla kamiennego w Zagłębiu Śląsko-Krakowskim w zakresie inwestycji bezpośrednich. Biuro Projektów Przemysłu Węglowego, Katowice 1963.
130. Węgierski J., Wolski J.: Nakłady na budowę kopalń węgla kamiennego w planowaniu inwestycji górniczych. "Przegląd Górniczy" 1964, nr 4.
131. Wolski J.: Przykład zastosowania metody określania realnej zdolności produkcyjnej frontu górniczego dla warunków Południowo-Rybnickiego Regionu Węglowego. "Projekty-Problemy, Biuletyn Biur Projektów Przemysłu Węglowego" 1962, nr 1-2.
132. Wolski J.: Metoda wyznaczania optymalnej wysokości poziomu dla głębokich kopalń węgla kamiennego. "Projekty-Problemy" 1964, nr 3.
133. Wolski J.: Kryteria rentowności eksploatacji złóż węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo, Gliwice 1966, z. 20.
134. Wolski J., Pogonowski T.: Rachunek aktualizacji w badaniach ekonomicznej efektywności inwestycji w projektach kopalń węgla kamiennego. "Projekty-Problemy" 1968, nr 10.
135. Zabierowski J., Jawień M.: Czynniki naturalne i górniczo-techniczne warunkujące wielkość kopalń eksploatujących strome złoża rud o znacznych miąższościach. "Projekty-Problemy. Budownictwo Węglowe" 1979, nr 7-8.
136. Zabierowski J., Jaśkowski A., Cyrnek Cz.: O metodach badań naukowych w programowaniu przemysłu górniczego. "Projekty-Problemy, Budownictwo Węglowe", 1980, nr 7-8.
137. Zieliński R.: Generatory liczb losowych. WNT, Warszawa 1979.

STUDIUM WIELKOŚCI WYDOBYCIA
PROJEKTOWANEJ KOPALNI PODZIEMNEJ WĘGLA KAMIENNEGO
Z UWZGLĘDNIENIEM NIEPEWNOŚCI INFORMACJI

S t r e s z c z e n i e

W pracy przedstawiono rozważania nad wielkością wydobycia projektowanej kopalni podziemnej węgla kamiennego. Rozważania te przeprowadzono w warunkach pewności informacji (analiza deterministyczna) oraz w warunkach niepewności informacji (analiza probabilistyczna).

W pierwszej części pracy omówiono zagadnienie oceny ekonomicznej efektywności inwestycji z rozwinięciem elementów obowiązującej metody celem stworzenia warunków do stosowania w pracy wskaźnika oceny efektywności jako kryterium optymalizacji. Przeprowadzono rozważania teoretyczne, aby wykazać, że istnieje optymalna wielkość wydobycia projektowanej kopalni z punktu widzenia maksymalizacji tego wskaźnika. Rozważania te poparto modelami empirycznymi nakładów inwestycyjnych na budowę kopalni i kosztów eksploatacji złoża. Przedstawiono problematykę podejmowania decyzji w warunkach niepewności i w warunkach ryzyka. Rozwinięto elementy metody D.B. Herta oceny ryzyka w podejmowaniu realizacji inwestycji. Stworzyło to podstawy do zastosowania analizy probabilistycznej w rozważaniach nad optymalną wielkością wydobycia kopalni.

W drugiej części pracy przedstawiono programy obliczeniowe na emc, które opracowano z uwzględnieniem elementów opracowanych w pierwszej części pracy. Opracowano trzy programy obliczeniowe: program EFIN do oceny ekonomicznej wariantów projektowych nowej kopalni, program RYZ do oceny efektywności inwestycji na etapie Założeń Techniczno-Ekonomicznych i oceny ryzyka oraz program RYZ-NK do oceny efektywności ekonomicznej wariantów projektowych nowej kopalni wraz z oceną ryzyka. Programy te opracowano w formie umożliwiającej ich bezpośrednie stosowanie w praktyce projektowej polskiego górnictwa węglowego.

W trzeciej części pracy przedstawiono wyniki obliczeń wykonanych za pomocą opracowanych programów oraz ich analizę, co pozwoliło na sformułowanie konkretnych wniosków wpływających z przeprowadzonych badań.

Rezultaty rozważań przeprowadzonych w pracy pozwoliły na podkreślenie konieczności poszukiwania optymalnej wielkości wydobycia projektowanej kopalni węgla kamiennego z punktu widzenia maksymalizacji efektywności jej budowy. Ponadto stworzono metodologiczne podstawy do przeprowadzania w praktyce oceny ryzyka budowy nowej kopalni węgla kamiennego.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ДОБЫЧИ ПРОЕКТИРУЕМОЙ ПОДЗЕМНОЙ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ
С УЧЁТОМ НЕНАДЁЖНОСТИ ИНФОРМАЦИИ

Р е з ю м е

В работе представлены рассуждения о величине добычи проектируемой подземной угольной шахты. Эти рассуждения проведены в условиях надёжности информации (детерминистический анализ) и в условиях ненадёжности информации (вероятностный анализ).

В первой части работы обсуждено вопрос оценки экономической эффективности капиталовложений с развитием элементов обобщающего метода с целью создания условий для применения в работе показателя эффективности как критерия оптимальности. Проведено теоретические рассуждения для доказательства, что существует оптимальная величина добычи проектируемой угольной шахты с точки зрения максимизации этого показателя. Эти рассуждения подтверждены эмпирическими моделями издержек капиталовложений на строительство шахты и стоимостью эксплуатации залежей. Представлено проблему принятия решения в условиях ненадёжности и в условиях риска. Широко представлены элементы метода Д.Б. Херца оценки риска в принятии решения о реализации инвестиции. Это создало условия для применения вероятностного анализа в рассуждениях об оптимальной величине добычи шахты.

Во второй части работы представлено вычислительные программы на ЭВМ, которые разработано с учётом элементов разработанных в первой части программы. Разработано три программы: программу EFIN для экономической оценки проектных вариантов новой шахты, программу RYZ для оценки эффективности капиталовложений на этапе технических предпосылок и оценки риска, а так же программу RYZ-NK для оценки экономической эффективности проектных вариантов новой шахты вместе с оценкой риска. Эти программы составлены в форме, позволяющей на их применение непосредственно в проектной практике польской угледобывающей промышленности.

В третьей части работы представлены результаты расчётов, произведённых с помощью разработанных программ, а также их анализ, что позволило на формулирование конкретных предложений, вытекающих из проведённых исследований.

Результаты рассуждений, представленных в работе, позволили подчеркнуть необходимость поисков оптимальной величины добычи проектируемой угольной шахты с точки зрения максимизации эффективности её строительства. Кроме того, были созданы методологические основы для проведения в практике оценки риска строительства новой шахты.

STUDY OF THE RATE OF EXPLORATION OF THE UNDERGROUND COAL-MINE
BEING IN PLAN CONSIDERING UNCERTAINTY OF INFORMATION

S u m m a r y

The paper considers rate of exploration of the coal-mine being designed. The considerations had been carried out while having certain information (determined analysis) as well taking into account uncertainty of information (analysis of probability).

The first part of the paper deals with the problem of evaluation of economic efficiency of the investment. The elements of the compulsory method have been presented widely to create proper conditions to use the indicator of efficiency evaluation as an optimization criterion. Theoretical considerations have been carried out to prove that there is an optimum yield of the coal-mine under design from the point of the maximization of that indicator. An those considerations were supported by the empiric models of the investment outlays for the coal-mine construction and costs of the deposit exploitation. The problem of deciding in conditions of uncertainty and risk has been presented. The elements of D.B. Hertz's method have been particularly developed: evaluation of the risk while realizing the investment. It has created the basis to use the analysis of probability to think of an optimum yield of the mine.

The second part of the work presents the calculating programmes for computer, that have been worked out according to the elements discussed in the first part. Three programmes have been elaborated: EFIN programme to economic evaluation of alternative designs of the new mine; RYZ programme to evaluate efficiency of the investment at the stage of Technical-Economic Assumptions as well as at the stage of risk evaluation; then RYZ-NK programme to evaluate the economic efficiency of alternative designs of the new mine along with the risk evaluation. All those programmes have been worked out to enable their use in designing practice of Polish mining.

The third part of the paper presents the results of the calculations by means of the elaborated programmes as well as their analysis that helped to form concrete conclusions out of the investigations.

The results of the considerations prove the necessity to look for an optimum yield of the coal-mine from the point of the maximization of efficiency of mine construction. In spite of this the methodological basis have been created to carry out the risk evaluation of the construction of the new coal-mine.

Errata

do Zeszytu Naukowego Górnictwo nr 146

Str. Wiersz	Jest	Powinno być
49 ₁	ΔR_R	ΔE_P
106 ₁₉	tablicy 9.3	tablicy 9.4
106 ₂₀	tablica 9.4	tablica 9.5
112 ₁₈	rys. 11.11	rys. 11.1
140 ₃₁	(rys. 12.3)	(rys. 12.23)
140 ₄₁	rys. 12.4	rys. 12.24

Cena zł 159,—

**WYDAWNICTWA NAUKOWE I DYDAKTYCZNE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ
MOŻNA NABYĆ W NASTĘPUJĄCYCH PLACÓWKACH:**

- 44-100 Gliwice — Księgarnia nr 096, ul. Konstytucji 14 b
- 44-100 Gliwice — Spółdzielnia Studencka, ul. Wrocławska 4 a
- 40-950 Katowice — Księgarnia nr 015, ul. Żwirki i Wigury 33
- 40-096 Katowice — Księgarnia nr 005, ul. 3 Maja 12
- 41-900 Bytom — Księgarnia nr 048, Pl. Kościuszki 10
- 41-500 Chorzów — Księgarnia nr 063, ul. Wolności 22
- 41-300 Dąbrowa Górnicza — Księgarnia nr 081, ul. ZBoWiD-u 2
- 47-400 Racibórz — Księgarnia nr 148, ul. Odrzańska 1
- 44-200 Rybnik — Księgarnia nr 162, Rynek 1
- 41-200 Sosnowiec — Księgarnia nr 181, ul. Zwycięstwa 7
- 41-800 Zabrze — Księgarnia nr 230, ul. Wolności 288
- 00-901 Warszawa — Ośrodek Rozpowszechniania Wydawnictw Naukowych PAN —
Pałac Kultury i Nauki

Wszystkie wydawnictwa naukowe i dydaktyczne zamawiać można poprzez Składnicę Księgarską w Warszawie, ul. Mazowiecka 9.