ZESZYTY
NAUKOWE
POLITECHNIKI
ŚLĄSKIEJ

HENRYK PRZYBYŁA

SFORMALIZOWANE METODY ODNOWY FRONTU EKSPLOATACYJNEGO W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

P. 3351/88

GÓRNICTWO

Z. 153
GLIWICE
1988

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 1017

P. 3351/88

HENRYK PRZYBYŁA

SFORMALIZOWANE METODY ODNOWY FRONTU EKSPLOATACYJNEGO W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

GLIWICE 1988

OPINIODAWCY
Prof. dr hab. inż. Alfred Biliński
Doc. dr hab. inż. Jan Stachowicz

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 Elżbieta Stinzing

Wydano za zgodą
Rektora Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372-9508

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

Nakł. 170+85 Ark wyd. 12 Ark druk. 11 Papier offsetowy kl.III, 70x100, 70g
Oddano do druku 7.05.87 Podpis. do druku 11.09.87 Druk ukończ. w styczniu 1988
Zam. 429/87 L-23 Cena zł 240,—

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

P 93/88

SPIS TREŚCI

Str.

1. WSTĘP 9

2. TEZA, CEL I METODY PRACY 11

3. KRÓTKA CHARAKTERYSTYKA LITERATURY TEMATYCZNIE ZWIĄZANEJ Z ANALIZOWANYM UKŁADEM ROBOTY PRZYGOTOWAWCZE - ROBOTY WYBIERKOWE ... 13

   3.1. Optymalizacja wielkości poziomu 13

   3.2. Optymalizacja pola eksploatacyjnego 14

4. WPROWADZENIE DO ZAGADNIEŃ OBJĘTYCH TEMATEM PRACY 16

   4.1. Modele matematyczne podstawowych elementów tworzących układ roboty przygotowawcze - roboty wybierkowe 23

5. KOPALNIA WĘGLA KAMIENNEGO W UJĘCIU SYSTEMOWYM. ANALIZA RELACJI POMIĘDZY PODSTAWOWYMI OGNIWAMI PROCESU PRODUKCYJNEGO W OPARCIU O TABELE PRZEPŁYWÓW MIĘDZYGAŁĘZIOWYCH 27

   5.1. Podstawy matematyczne 29

   5.2. Przykład obliczeniowy 31

      5.2.1. Wyznaczenie granicznej wielkości dodatkowego wydobycia, które nie wymaga dodatkowych nakładów inwestycyjnych 34

6. OCENA STRATEGII PROWADZENIA ROBÓT PRZYGOTOWAWCZYCH OPARTA NA WYNIKACH WIELOWYMIAROWEJ ANALIZY PORÓWNAWCZEJ 36

   6.1. Określenie zbioru cech opisujących kopalnię w aspekcie natężenia robót przygotowawczych 37

   6.2. Normowanie cech 39

   6.3. Grupowanie kopalń w podzbiory statystycznie jednorodne ze względu na zbiór cech je opisujących 41

   6.4. Wyznaczenie pozycji kopalń w otrzymanych podzbiorach 41

   6.5. Określenie stopnia podobieństwa pomiędzy kopalnią zajmującą pierwsze miejsce w danym podzbiorze a kolejnymi kopalniami z danego podzbioru 48

   6.6. Ustalenie dopuszczalnych przedziałów zmienności natężenia robót przygotowawczych 49

   6.7. Obliczenia numeryczne 49

7. MODELE EKONOMETRYCZNE ROBÓT PRZYGOTOWAWCZYCH I WYBIERKOWYCH ... 53

   7.1. Krótka charakterystyka pakietu analizy statystycznej zastosowanej do przeprowadzenia wielokrotnej analizy regresji 55

   7.2. Modele ekonometryczne natężenia robót przygotowawczych ... 58

   7.3. Prognozowanie ilości robót przygotowawczych z wykorzystaniem łańcuchów Markowa 61

Str.

7.3.1. Wykorzystanie modeli rekurencyjnych do prognozowania natężenia robót przygotowawczych 71

7.3.2. Statystyczna charakterystyka zmiennych objaśniających i objaśnianych 72

7.4. Modele ekonometryczne wydobycia z wyrobisk wybierkowych ... 76

8. OKREŚLENIE ZASAD GRUPOWANIA MATERIAŁU STATYSTYCZNEGO DLA WYROBISK EKSPLOATACYJNYCH JAKO WYNIK ANALIZY WARIANCJI 80

8.1. Wprowadzenie do tematu 80

8.2. Krótka charakterystyka analizy wariancji 81

8.3. Przykład obliczeniowy 83

9. WYKORZYSTANIE ANALIZY STATYSTYCZNEJ DO OPRACOWANIA CHARAKTERYSTYKI UKŁADÓW TECHNICZNO-ORGANIZACYJNYCH 86

9.1. Wprowadzenie do tematu 86

9.2. Przykłady 89

9.3. Analiza wyników 97

9.4. Analiza współczynnika zmienności wydobycia 97

9.5. Entropia jako miara nieokreśloności wielkości wydobycia ... 100

9.6. Informacje o rozkładzie wydobycia wynikające z nierówności Markowa i Czebyszewa 104

10. ANALIZA SYTUACJI DECYZYJNEJ PRZY PROJEKTOWANIU UKŁADÓW TECHNICZNO-ORGANIZACYJNYCH Z WYKORZYSTANIEM ZMIENNYCH LOSOWYCH WIELOWYMIAROWYCH 110

10.1. Wprowadzenie do tematu 110

10.2. Zmienne losowe wielowymiarowe 111

10.3. Wpływ zmiany wielkości wydobycia z poszczególnych ścian oraz zmian w odchyleniu standardowym na sytuację decyzyjną przy określaniu liczby czynnych wyrobisk wybierkowych 117

11. ZAGADNIENIE WYBORU TYPU UKŁADU TECHNICZNO-ORGANIZACYJNEGO DLA KONKRETNEGO WYROBISKA EKSPLOATACYJNEGO 136

11.1. Graniczny czas zwrotu różnicy nakładów 138

11.2. Krótka charakterystyka wybranych ocen wielokryterialnych 141

11.2.1. Podstawowe definicje 141

11.2.2. Preferowane metody optymalizacji wielokryterialnej 142

12. WYBÓR UKŁADU TECHNICZNO-ORGANIZACYJNEGO JAKO PROCES DECYZYJNY .. 149

12.1. Analiza decyzji przy danej nowej informacji 151

12.2. Decyzje w warunkach niepewności 152

13. ZAKOŃCZENIE 163

14. WNIOSKI KOŃCOWE 165

LITERATURA 166

STRESZCZENIA 171

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.

1. ВВЕДЕНИЕ 9

2. ТЕЗИСЫ, ЦЕЛЬ И МЕТОДЫ РАБОТЫ 11

3. ОБЗОР ЛИТЕРАТУРЫ ПО ПРОБЛЕМАМ, СВЯЗАННЫМ С АНАЛИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМОЙ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ - ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ РАБОТЫ 13

3.1. Оптимизация величины уровня 13

3.2. Оптимизация поля эксплуатации 14

4. ОЗНАКОМЛЕНИЕ С ПРОБЛЕМАМИ, ОХВАЧЕННЫМИ ТЕМОЙ РАБОТЫ 16

4.1. Математические модели основных элементов составляющих систему подготовительные работы - эксплуатационные работы .. 23

5. КАМЕННОУГОЛЬНАЯ ШАХТА КАК СИСТЕМА. АНАЛИЗ СВЯЗИ МЕЖДУ ОСНОВНЫМИ ЗВЕНЬЯМИ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПРОЦЕССА НА ОСНОВЕ ТАБЛИЦ МЕЖОТРАСЛЕВЫХ РАСХОДОВ 27

5.1. Математические основы 29

5.2. Численный пример 31

5.2.1. Определение граничной величины добычи, которая не требует дополнительных капиталовложений 34

6. ОЦЕНКА СТРАТЕГИИ ВЕДЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ, ОСНОВАННАЯ НА РЕЗУЛЬТАТАХ МНОГОМЕРНОГО СРАВНИТЕЛЬНОГО АНАЛИЗА 36

6.1. Определение множества признаков описывающих шахту в аспекте интенсивности подготовительных работ 37

6.2. Нормирование признаков 39

6.3. Группировка шахт в виде подмножеств статистически однородных при учёте множества признаков, которые их описывают 41

6.4. Определение местонахождения шахт в полученных подмножествах 41

6.5. Определение степени сходства между шахтой занимающей первое место в данном подмножестве и следующими шахтами из данного подмножества 48

6.6. Определение допустимых интервалов перемены интенсивности подготовительных работ 49

6.7. Численные расчёты 49

7. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ РАБОТ .. 53

7.1. Характеристика набора методов статистического анализа, применяемого при многократном анализе регрессии 55

7.2. Эконометрические модели интенсивности подготовительных работ 58

7.3. Прогнозирование количества подготовительных работ с использованием цепей Маркова 61

7.3.1. Использование рекурентных моделей при прогнозировании интенсивности подготовительных работ 71

Стр.

7.3.2. Статистическая характеристика объясняемых и объясняющих переменных 72

7.4. Эконометрические модели добычи из эксплуатируемых разработок 76

8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИНЦИПОВ ГРУППИРОВКИ СТАТИСТИЧЕСКОГО МАТЕРИАЛА ДЛЯ ЭКСПЛУАТИРУЕМЫХ ВЫРАБОТОК, КАК РЕЗУЛЬТАТ АНАЛИЗА ДИСПЕРСИИ 80

8.1. Введение 80

8.2. Характеристика анализа дисперсии 81

8.3. Численный пример 83

9. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СТАТИСТИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ДЛЯ РАЗРАБОТКИ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕХНИКО-ОРГАНИЗАЦИОННЫХ СИСТЕМ 86

9.1. Введение 86

9.2. Примеры 89

9.3. Анализ результатов 97

9.4. Анализ коэффициента величины добычи 97

9.5. Энтропия как мера неопределённости величины добычи 100

9.6. Информация о распределении добычи, вытекающая из неравенства Маркова и Чебышева 104

10. АНАЛИЗ РЕШАЮЩЕЙ СИТУАЦИИ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ТЕХНИКО-ОРГАНИЗАЦИОННЫХ СИСТЕМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МНОГОМЕРНЫХ СЛУЧАЙНЫХ ПЕРЕМЕННЫХ 110

10.1. Введение 110

10.2. Многомерные случайные переменные 111

10.3. Влияние изменения величины добычи из каждого забоя и изменений в стандартных отклонениях на решающую ситуацию при определении количества действующих выработок 117

11. ПРОБЛЕМА ВЫБОРА ТИПА ТЕХНИКО-ОРГАНИЗАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕННОЙ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ ВЫРАБОТКИ 136

11.1. Время возврата затрат 138

11.2. Характеристика выбранных многокритериальных оценок 141

11.2.1. Основные определения 141

11.2.2. Преимущественные методы многокритериальной оптимизации 142

12. ВЫБОР ТЕХНИКО-ОРГАНИЗАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ КАК РЕШАЮЩИЙ ПРОЦЕСС 149

12.1. Анализ решения с использованием новой информации 151

12.2. Решение в условиях неопределённости 152

13. ЗАКЛЮЧЕНИЕ 163

14. КОНЕЧНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ 165

ЛИТЕРАТУРА 166

РЕЗЮМЕ 171

CONTENTS

	Page
1. INTRODUCTION	9
2. SUBJECT, PURPOSE AND METHODS OF THE PAPER	11
3. SHORT CHARACTERISTICS OF BIBLIOGRAPHY CONNECTED WITH THE ANALYZED SYSTEM FIRST WORKING - WINNING	13
3.1. Optimalization of level size	13
3.2. Optimalization of exploitation field	14
4. INTRODUCTION TO QUESTIONS INCLUDED IN SUBJECT OF THE PAPER	16
4.1. Mathematical models of basic elements making the system first working - winning	23
5. COAL MINE IN SYSTEM FORMULATION. ANALYSIS OF THE RELATIONS BETWEEN BASIC ELEMENTS OF PRODUCTION PROCES ON THE BASIS OF INTERBRANCH FLOWS	27
5.1. Mathematical fundamentals	29
5.2. Calculation example	31
5.2.1. Determination of limiting output which does not require additional investment outlay	34
6. EVALUATION OF STRATEGIES OF FIRST WORKING CARRYING OUT BASED ON THE RESULTS OF MULTIDIMENSIONAL COMPARISON ANALYSIS	36
6.1. Defining the set of features describing a coal mine taking first working into account	37
6.2. Standardization of features	39
6.3. Grouping of mines into statistically homogenous subsets taking into account the set of features describing the mines	41
6.4. Determination of mine positions in the subsets	41
6.5. Defining the degree of similarity between the mine taking the first place in a given subset and the subsequent mines from a given subset	48
6.6. Determination of acceptable interval of variation of first working intensity	49
6.7. Numerical calculations	49
7. ECONOMETRIC MODELS OF FIRST WORKING AND WINNING	53
7.1. Short characterization of statistical analysis package applied for carrying out of multiple analysis of regression	55
7.2. Econometric models of first working intensity	58
7.3. Forecasting of number of first working with application of Markov chains	61

Page

7.3.1. Making use of recurrent models for first working intensity 71

7.3.2. Statistical characteristics of explanatory and being explained variables 72

7.4. Econometric models of winning from winning headings 76

8. DEFINING THE PRINCIPLES OF GROUPING OF STATISTICAL MATERIAL FOR EXPLOITATION HEADINGS AS A RESULT OF VARIANCE ANALYSIS 80

8.1. Introduction to the subject 80

8.2. Short characteristics of variance analysis 81

8.3. Calculation example 83

9. MAKING USE OF STATISTICAL ANALYSIS FOR WORKING OUT OF CHARACTERISTICS OF TECHNO-ORGANIZATION SYSTEMS 86

9.1. Introduction to the subject 86

9.2. Examples 89

9.3. Analysis of the results 97

9.4. Analysis of output variation coefficient 97

9.5. Entropy as a measure of output indeterminacy 100

9.6. Information about output distribution resulting from Markov and Czebyszew inequality 104

10. ANALYSIS OF DECISION SITUATION AT THE DESIGNING OF TECHNO-ORGANIZATION SYSTEMS WITH APPLICATION OF MULTIDIMENSIONAL RANDOM VARIABLES 110

10.1. Introduction to the subject 110

10.2. Multidimensional random variables 111

10.3. Influence of change of output amount from particular longwalls and changes in standard deviation on decision situation at determing of active winning headings 117

11. PROBLEM OF SELECTION OF TECHNO-ORGANIZATION SYSTEM FOR PARTICULAR EXPLOITATION HEADING 136

11.1. Limit time of repayment of outlay difference 138

11.2. Short characteristics of chosen multicriterion evaluations 141

11.2.1. Fundamental definitions 141

11.2.2. Prior methods of multicriterion optimalization .. 142

12. SELECTION OF TECHNO-ORGANIZATION SYSTEM AS A DECISION PROCESS 149

12.1. Analysis of the decision at given new information 151

12.2. Decisions in uncertainty conditions 152

13. ENDING 163

14. FINAL CONCLUSIONS 165

LITERATUR 166

SUMMARY 171

1. WSTĘP

Górnictwo węglowe ma to do siebie, że zasadniczą część wydobycia uzyskuje się z robót wybierkowych, pozostałą zaś z robót przygotowawczych. Jednym z podstawowych zadań, jakie realizują roboty przygotowawcze jest odnawianie frontu robót wybierkowych. Wydobycie w kopalni może być co najwyżej równe sumarycznemu wydobyciu z robót wybierkowych i przygotowawczych. Co najwyżej równe, gdyż w pozostałych ogniwach procesu produkcyjnego kopalni powstają jedynie straty ilościowe, dopiero w Zakładzie Przeróbczym węgiel zyskuje na jakości.

Konieczność stałego odnawiania frontu, ilość środków zaangażowanych w ten proces skłaniają do poszukiwania rozwiązań optymalnych i to zarówno ze względu na kryteria produkcyjne i ekonomiczne. Należy także dodać, że odnawianie frontu związane jest z ryzykiem wynikającym z niepełnej wiedzy o zaleganiu złoża, którą to wiedzę wzbogacamy w trakcie prowadzenia robót przygotowawczych. W aktualnej sytuacji gospodarczej kryteria produkcyjne mają przewagę nad kryteriami ekonomicznymi. Wynika to z olbrzymiej presji gospodarki na zaspokojenie potrzeb ilościowych. Z prowadzonych analiz i obserwacji dotyczących zapotrzebowania na węgiel i możliwości wydobywczych kopalń węgla wynika, że presja ta będzie się nadal utrzymywała, a nawet nasilała. Taki stan rzeczy nie powinien jednak oznaczać rezygnacji z kryteriów ekonomicznych. Konieczność poszukiwania rozwiązań optymalnych ze względu na kryteria ekonomiczne wynika z ograniczonych ilości środków finansowych i rzeczowych jakimi dysponuję i będą dysponować w przyszłości kopalnie węgla kamiennego. Należy również dodać, że poszukiwanie rozwiązań optymalnych odbywać się będzie w coraz bardziej złożonych sytuacjach.

Z jednej strony ograniczenia finansowe i rzeczowe, z drugiej zaś stale pogarszające się warunki górniczo-geologiczne związane chociażby tylko ze schodzeniem z eksploatacją na coraz większe głębokości, coraz większy udział wydobycia z pokładów cienkich i bardziej stromych. Nie bez znaczenia jest również presja społeczna na rzecz ochrony środowiska naturalnego. Lista problemów jest znacznie dłuższa, ale już tylko te wymienione wskazują na złożoność problemów przed którymi staje projektant układu przestrzennego, który to układ tworzą roboty udostępniające, przygotowawcze i wybierkowe. Tak jak to zasygnalizowano na początku roboty przygotowawcze odnawiają front robót wybierkowych, a więc i współdecydują o wielkości wydobycia w przyszłych okresach czasu. Projektowanie i wykonawstwo tych robót jest przedmiotem kontroli i to zarówno ze szczebla Gwarectwa

i Ministerstwa. Konieczność takiej kontroli wynika z roli jaką pełnią te roboty. W przedmiotowej pracy skoncentrowano swoją uwagę właśnie na układzie, jaki tworzą roboty przygotowawcze i wybierkowe prezentując w niej zarówno procedury umożliwiające w miarę obiektywną ocenę, jak i optymalizację decyzji związanych z projektowaniem i wykonawstwem całego układu, jak również jego elementów. Zaprezentowane w pracy procedury i algorytmy wspomagają występujące realnie w kopalniach procedury decyzyjne i jako takie mogą przyczynić się do racjonalizacji rozwiązań w zakresie objętym tematem pracy. Należy również dodać, że proponowane w pracy procedury są spojne z dotychczas istniejącymi i sprawdzonymi w praktyce rozwiązaniami, np. SPP-1 oraz SPP-2, jako takie tworzą logiczną całość (SPP - system planowania perspektywicznego).

2. TEZA, CEL I ZAKRES PRACY

Nowoczesne podejście do spraw kierowania i zarządzania kopalnią węgla kamiennego wymaga potraktowania kopalni jako systemu złożonego. Założenie takie pozwala dzielić system - kopalnię na logicznie wyodrębnione podsystemy i ustalać między nimi relacje, aż do ustalenia cech i właściwości pojedynczych elementów. W przedmiotowej pracy, wyodrębnionymi podsystemami są podstawowe ogniwa procesu produkcyjnego ze szczególnym wyróżnieniem robót przygotowawczych i wybierkowych. Każdy system może funkcjonować dzięki podejmowaniu decyzji przez osoby i organy do tego powołane, wprowadzenie tych decyzji w życie i kontrolowaniu stopnia ich realizacji [23, 26, 85, 97].

Zarządzanie, jako proces składa się więc z ciągu systematycznie podejmowanych decyzji, czyli polega na wyborze jednego z możliwych kierunków działania, który uznany jest z określonego punktu widzenia za najlepszy czy optymalny. Optymalną decyzją może być tylko taka, która uwzględnia nie tylko zakres oddziaływania na zbiór istniejących obiektów, ale również stopień oddziaływania tej decyzji na zjawiska zachodzące w przyszłości. Konieczne staje się zatem stosowanie nowoczesnych metod analizy ilościowej, obiektywnych ocen, modelowania matematycznego i statystyczno-matematycznej analizy wyników. Problemy te ze szczególną wyrazistością występują przy projektowaniu i wykonawstwie robót przygotowawczych i wybierkowych.

Podstawowym celem przedmiotowej pracy jest więc:

- opracowanie metodologii budowy sformalizowanych modeli robót przygotowawczych i wybierkowych,
- opracowanie algorytmów i procedur obliczeniowych pozwalających na wyznaczenie zakresu robót przygotowawczych oraz koniecznej dla realizacji planu wydobycia liczby wyrobisk wybierkowych.

Podstawową tezą pracy jest stwierdzenie, że jednym z podstawowych warunków racjonalizacji decyzji w planowaniu i wykonawstwie robót przygotowawczych i wybierkowych jest opracowanie sformalizowanych modeli matematycznych tych robót.

Jest to warunek dostateczny lecz niewystarczający do tego, aby decyzje o zakresie robót przygotowawczych i liczbie wyrobisk eksploatacyjnych były decyzjami optymalnymi. Sformalizowane modele robót przygotowawczych i robót wybierkowych stanowią jedynie narzędzia, które mogą być wykorzystane przez decydentów.

Należy dodać, że uzbrojenie kopalń w sprzęt informatyczny jest wystarczające do korzystania z przedstawionych w pracy metod i procedur obliczeniowych.

Dla tak sformułowanych celów i tezy pracy zakresem pracy objęto:

P r o b l e m y	M e t o d y
Systemowe ujęcie kopalni węgla kamiennego i analiza relacji pomiędzy podstawowymi ogniwami procesu produkcyjnego w KWK	Tabele przepływów międzygałęziowych
Analiza porównawcza strategii prowadzenia robót przygotowawczych	Wielowymiarowa analiza porównawcza
Symulacja zmian w natężeniu robót przygotowawczych i symulacja zmian w wielkości wydobycia z wyrobiska wywołanych zmianami w warunkach górniczo-geologicznych	Wielokrotna analiza regresji, analiza wariancji
Charakterystyka wydobycia dla konkretnych układów techniczno-organizacyjnych	Statystyka matematyczna
Ocena sytuacji decyzyjnej przy wyborze układu techniczno-organizacyjnego	Wielowymiarowe zmienne losowe
Wybór układu techniczno-organizacyjnego dla konkretnego wyrobiska eksploatacyjnego	Graniczny czas zwrotu różnicy nakładów, miernik rozwoju gospodarczego

Uznano za celowe i konieczne w tym miejscu wyrazić wdzięczność i zobowiązanie szczególnie wobec tych autorów prac, w których prezentowane są metody matematyczne z których wybrano i adoptowano metody i modele dla potrzeb przedmiotowej pracy.

Należą do nich [2, 6, 15, 24, 34, 41, 45, 49, 50, 53, 57, 60, 63, 76, 77, 82, 91, 94, 105, 110].

3. KRÓTKA CHARAKTERYSTYKA LITERATURY TEMATYCZNIE ZWIĄZANEJ Z ANALIZOWANYM UKŁADEM ROBOTY PRZYGOTOWAWCZE - ROBOTY WYBIERKOWE

Prezentowana praca jest kontynuacją pracy [75], w której zawarto szczegółową analizę literatury traktującej o robotach przygotowawczych i o robotach wybierkowych. W takiej sytuacji uznano za uzasadnione ograniczenie się do zaprezentowania tylko tych prac, które bądź nie były rozpatrywane w pracy [75], bądź też miały istotny wpływ na kształt i zakres przedmiotowej pracy.

Do robót przygotowawczych zalicza się wyrobiska korytarzowe prowadzone w złożu użytecznym, służące do jego wybierania tzn. umożliwiające zastosowanie danego systemu wybierania. Wyrobiska przygotowawcze zaczynają się w punktach udostępniających pokładów (złoża), tworząc określoną sieć geometryczną w pokładzie. Prawidłowość tej sieci wyrobisk przejawia się w podziale płaszczyzny pokładu eksploatowanego na mniejsze jednostki powierzchniowe jakimi są: pola eksploatacyjne, piętra, śródpiętra, pola wybierania i filary. Nowoczesność górnictwa można mierzyć gęstością siatki wyrobisk przygotowawczych, im bardziej nowoczesne górnictwo tym rzadsza sieć wyrobisk przygotowawczych. Do zasadniczych elementów przy projektowaniu wyrobisk przygotowawczych należą:

- ustalenie przekroju poprzecznego i rodzaju obudowy i uzbrojenia,
- wybór układu technicznego do drążenia wyrobiska,
- organizacja drążenia i zbrojenia wyrobiska.

Podstawowym zadaniem robót przygotowawczych jest podział płaszczyzny pokładu eksploatowanego na mniejsze jednostki powierzchniowe. Można zatem powiedzieć, że ilość robót przygotowawczych zależy od wymiarów tych właśnie mniejszych jednostek powierzchniowych. Wśród prac dotyczących jednostek powierzchniowych najwięcej poświęconych jest wielkości poziomu i pola eksploatacyjnego.

3.1. Optymalizacja wielkości poziomu

Z uwagi na sposób poszukiwania ekstremum funkcji celu można dokonać podziału metod optymalizacji wielkości poziomu na:

- analityczne,
- wariantów.

Do metod analitycznych należę metody:

- E. Closa [14],
- J. Wolskiego [111],
- metoda radziecka [104].

Przez wielkość poziomu z reguły rozumie się:

- wysokość poziomu,
- okres istnienia poziomu,
- odległość między przecznicami polowymi na poziomie,
- wielkość wydobycia z poziomu,
- wielkość zasobów przemysłowych poziomu.

Na podstawie rozważań J. Wolskiego można stwierdzić, że najkorzystniejsze wielkości wysokości poziomu wynoszę:

około 125 m - dla kopalń silnie metanowych,
około 150 m - dla kopalń niemetanowych.

W pracach [21, 32, 35, 57, 65, 84, 88] podkreśla się, że na wielkość poziomu największy wpływ mają, wielkość wydobycia, gazowość złoża, liczba równocześnie czynnych pokładów.

Prawidłowe projektowanie struktury geometrycznej kopalni ma zapewnić:

- odpowiednią koncentrację robót przygotowawczych i minimalizację ich kapitałochłonności,
- wysoką koncentrację wydobycia, możliwę do uzyskania przy założonym sposobie kierowania stropem i systemie mechanizacji,
- korzystną relację pomiędzy nakładami na wyposażenie ściany a uzyskanymi efektami ekonomicznymi. Podkreśla się to w pracach [7, 9, 21, 30, 31, 36, 42, 43, 51, 60, 84].

3.2. Optymalizacja pola eksploatacyjnego

W decydujący sposób na wymiary pola eksploatacyjnego wpływają parametry geometryczne ściany, a w niektórych przypadkach się nawet z nimi pokrywają (długość, wybieg ściany). Taki stan rzeczy był przyczyną, że w przeważającej części prac traktujących o wymiarach pola eksploatacyjnego uwaga autorów skoncentrowana była na określeniu optymalnych parametrów ścian. Do takich należę prace [13, 21, 30, 31, 32, 42, 57, 65, 75, 84, 88, 92, 108].

W pracach [33, 67] przedmiotem optymalizacji są rozwiązania techniczno-organizacyjne stosowane w wyrobiskach wybierkowych.

W przedstawionych pracach kryteriami optymalizacyjnymi były: wielkość wydobycia, wydajność przodkowa, bezpośredni koszt wydobycia. Z przeprowadzonej analizy literatury wynika, że jak dotychczas brakuje syntetycznej oceny rozwiązań technologicznych, technicznych i organizacyjnych ujmuję-

cej w sobie zbiór kryteriów oraz ich znaczenia w całym systemie jakim jest kopalnia węgla kamiennego. Wyjątek stanowi jedynie praca [33], w której uwzględnia się indywidualne preferencje decydentów. Do tego tematu autor powróci w następnych rozdziałach pracy. Do prac, w których analizuje się związki pomiędzy parametrami wyrobisk wybierkowych a ilością robót przygotowawczych należę prace [56, 69, 70].

Z analizy literatury wynika, że optymalne długości ścian zawierają się w granicach: 150-200 - ściany kompleksowo zmechanizowane i 120-210 - ściany z obudową indywidualną, optymalne wybiegi ścian zawierają się w granicach 600-1200 (gdy kryteriami optymalizacji są: wielkość wydobycia, bądź koszty wydobycia, bądź pracochłonność).

4. WPROWADZENIE DO ZAGADNIEŃ OBJĘTYCH TEMATEM PRACY

Zgodnie z tematem pracy przedmiotem analiz i rozważań jest układ jaki tworzą roboty przygotowawcze - roboty wybierkowe. Celem zobrazowania zmian zachodzących w elementach tego układu zebrano odpowiednie dane statystyczne z okresu 1965-1983 r. i przedstawiono je w tabeli 1.

Z danych zawartych w tej tabeli, jak również ich ilustracji graficznych (rysunki 1-4) wynika, że zasadniczą część wydobycia uzyskuje się z wyrobisk ścianowych. Zabierki i ubierki stanowią mało znaczące uzupełnienie wydobycia, a ich ilość a zarazem znaczenie są coraz mniejsze.

W analizowanym okresie wzrasta liczba wyrobisk ścianowych oraz średnie wydobycie ze ścian, przy czym znaczące przyrosty wydobycia obserwuje się w wyrobiskach ścianowych z obudowami zmechanizowanymi. Wzrost wydobycia ze ścian jest przyczyną sprawczą wzrostu wydobycia z oddziałów wydobywczych i z poziomów eksploatacyjnych. Zjawisko to zwane koncentracją wydobycia jest dokładnie rozpoznane i opisane szczególnie w pracach [43, 35]. Analizowane dane liczbowe upoważniają do stwierdzenia, że w analizowanym okresie w kopalniach węgla kamiennego zachodzi znaczący postęp technologiczny, techniczny i organizacyjny. Podobne zjawisko obserwujemy również w robotach przygotowawczych czego dowodem jest wzrost postępów zarówno w chodnikach kamiennych, kamienno-węglowych i węglowych. Wzrost udziału wydobycia ze ścian, jak również wzrost średniego wydobycia ze ściany, przyczyniają się do uproszczenia struktury geometrycznej kopalni, co potwierdzają coraz mniejsze wielkości natężenia robót przygotowawczych. Od tej reguły odstępstwo czyni natężenie robót przygotowawczych kamienno-węglowych, W okresie 65-70 następuje zmniejszenie, a od lat 70-83 wzrost natężenia tych robót.

Z informacji poza statystycznych wynika, że takie zachowanie się natężenia robót przygotowawczych kamienno-węglowych można przypisać wzrostowi udziału wydobycia z pokładów cienkich (nowe kopalnie ROW). Opisane powyżej tendencje załamują się w roku 1980, po którym następuje poważne zahamowanie jakże pozytywnych zmian ilościowo-jakościowych. Powstaje więc pytanie czy opisane i analizowane zjawiska przebiegają według reguł, których rozpoznanie umożliwiło by przewidywać (prognozować) ich przyszłe stany.

Celem rozpoznania tych reguł w dalszych badaniach uwzględniono:

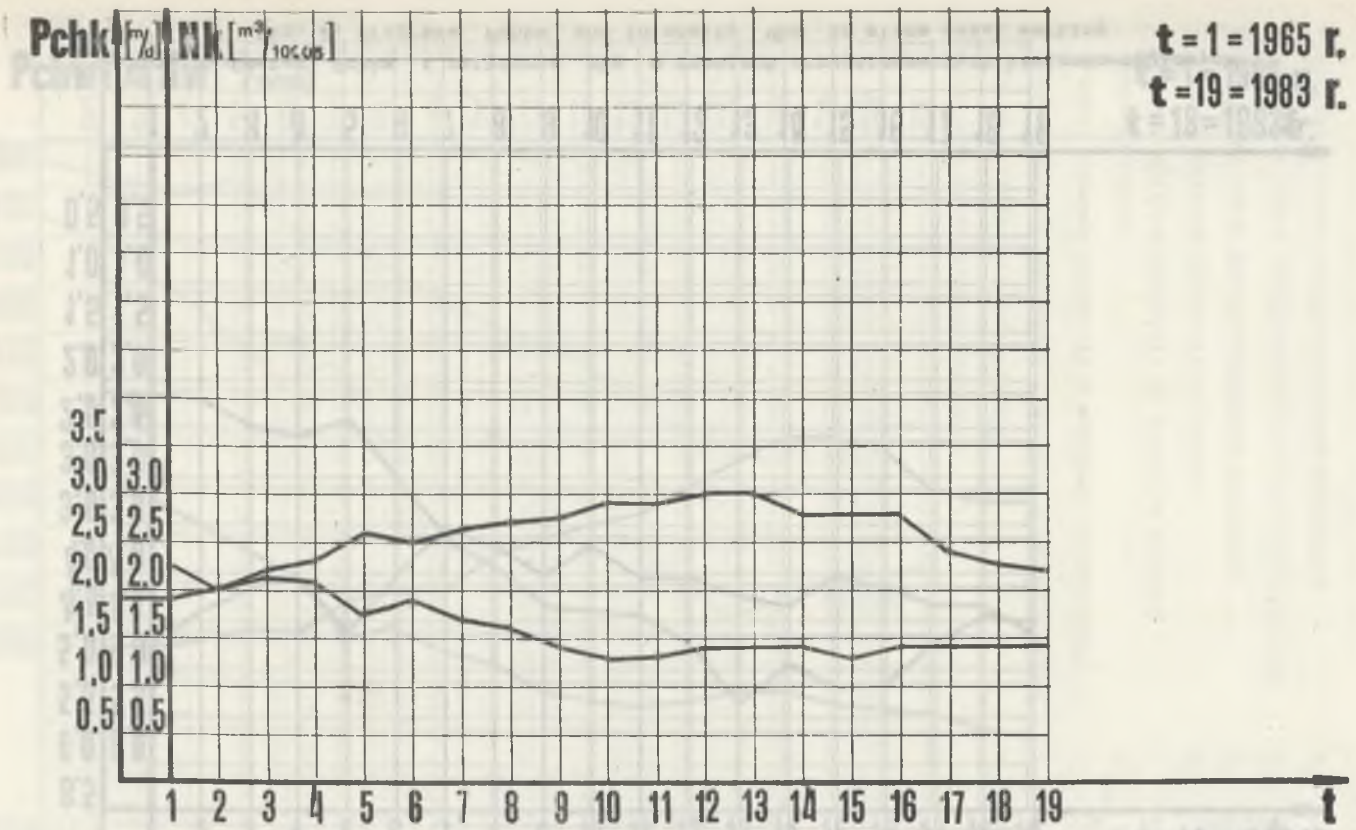
- średni dzienny postęp chodników kamiennych P_{chk} [m/d]
- średni dzienny postęp chodników kamienno-węglowych P_{chk-w} [m/d]
- średni dzienny postęp chodników węglowych P_{chw} [m/d]

Zbiór informacji charakteryzujących zmiany w elementach tworzących układ roboty przygotowawcze - roboty wybierkowe wybrany ze statystyk Przemysłu Węglowego (PW)

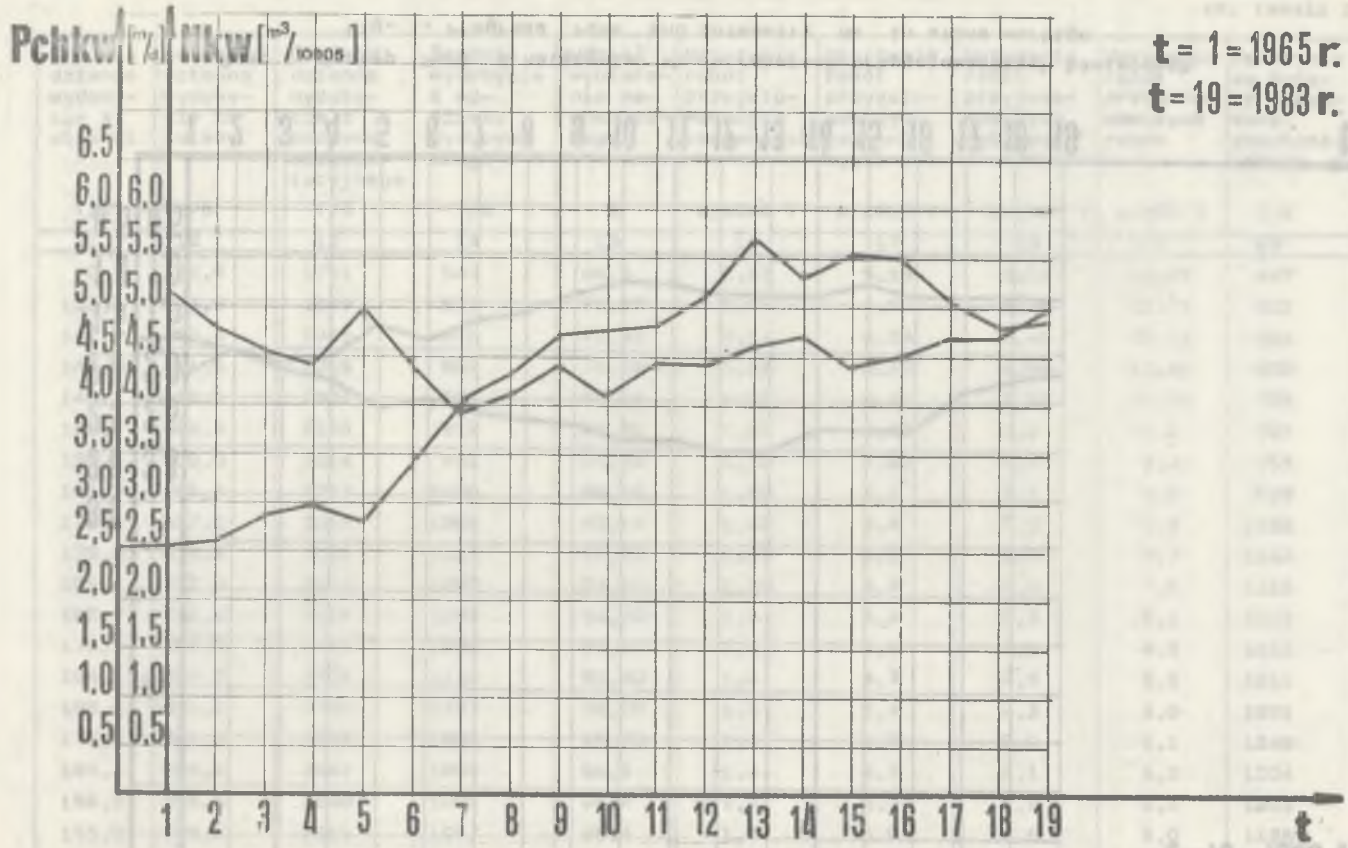
Lata	t =	Średnie wydobycie w dniu pracy t/d	Średni dzienny postęp chodników kamiennych m/d	Średni dzienny postęp chodników kam.-węgl. m/d	Średni dzienny postęp chodników węglowych m/d	Średnia dzienna liczba zabierek szt.	Średnia dzienna liczba ubierek szt.	Średnia dzienna liczba ścian szt.	Średnie dzienne wydobycie z zabierki t/d
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1965	1	388512	1,90	2,54	3,46	721	0	804	86,5
1966	2	396546	2,00	2,61	3,54	606	59	764	90,7
1967	3	406454	2,21	2,87	3,78	560	117	960	93,4
1968	4	416165	2,30	2,96	3,75	421	120	978	99,3
1969	5	430240	2,62	2,77	4,40	310	110	870	46,5
1970	6	452662	2,50	3,42	4,56	270	130	715	124,1
1971	7	467532	2,65	4,06	4,60	129	172	753	124,7
1972	8	488015	2,70	4,33	5,32	94	149	731	126,6
1973	9	516273	2,75	4,69	5,66	49	153	698	126,5
1974	10	528767	2,92	4,76	5,97	36	116	677	141,0
1975	11	558602	2,89	4,79	6,19	16	123	804	123,1
1976	12	578131	3,01	5,10	6,74	9	158	736	123,1
1977	13	599950	3,01	5,70	7,34	2	136	733	167,5
1978	14	616925	2,82	5,31	7,77	3	109	714	183,4
1979	15	626037	2,81	5,53	7,83	4	91	715	158,3
1980	16	612621	2,77	5,51	7,59	3	85	716	156,8
1981	17	603443	2,39	5,06	6,68	3	76	732	140,8
1982	18	628078	2,25	4,81	6,52	3	81	753	166,4
1983	19	630720	2,21	4,94	6,53	3	87	765	184,2

cd. tabeli 1

Średnie dzienne wydobycie z ubierki T/d	Średnie dzienne wydobycie ze ściany T/d	Średnie dzienne wydobycie z poziomu eksploatacyjnego T/d	Średnie wydobycie z oddziału wydobywczego T/d	Udział wybierania mechanicznego %	Natężenie robót przygotowawczych kamiennych m/1000 T	Natężenie robót przygotowawczych kamienno-węglowych m/1000 T	Natężenie robót przygotowawczych węglowych m/1000 T	Natężenie robót przygotowawczych razem m/100 T	Wydobycie ze ściany z obudową zmechanizowaną T/d
11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
0	344,9	1791	544	66,6	2,23	5,15	6,51	13,89	447
153,3	374,9	1889	577	70,62	1,99	4,80	5,96	12,75	502
141,9	388,4	1965	610	73,31	2,14	4,54	5,45	12,13	558
143,8	411,6	2065	652	76,58	2,09	4,39	4,93	11,41	630
140	384,1	2403	601	89,04	1,76	4,98	3,61	10,35	725
140,7	484,3	2346	912	83,20	1,90	4,40	3,9	10,2	797
159,7	509,0	2514	952	85,93	1,70	3,90	3,4	9,0	763
161,1	562,3	2737	1000	88,69	1,60	4,1	3,1	8,8	929
171,4	627,2	3055	1065	90,18	1,40	4,4	2,5	8,3	1153
178,8	674,5	3091	1113	92,23	1,30	4,1	2,3	7,7	1144
209,1	712,2	3354	1180	93,50	1,30	4,4	2,2	7,9	1116
182,7	756,6	3431	1193	94,70	1,4	4,4	2,3	8,1	1126
176,3	824,6	3716	1231	95,10	1,4	4,6	2,5	8,5	1126
196,1	899,7	3708	1139	95,40	1,4	4,7	2,5	8,6	1211
195,6	953,2	3743	1127	96,00	1,3	4,4	2,3	8,0	1291
175,2	961,5	3647	1086	96,70	1,4	4,5	2,2	8,1	1249
169,3	908,9	3547	1058	96,5	1,4	4,7	2,1	8,2	1204
159,5	896,5	3688	1092	96,2	1,4	4,7	1,8	8,2	1205
155,0	886,6	3615	1077	96,4	1,4	5,0	1,6	8,0	1185

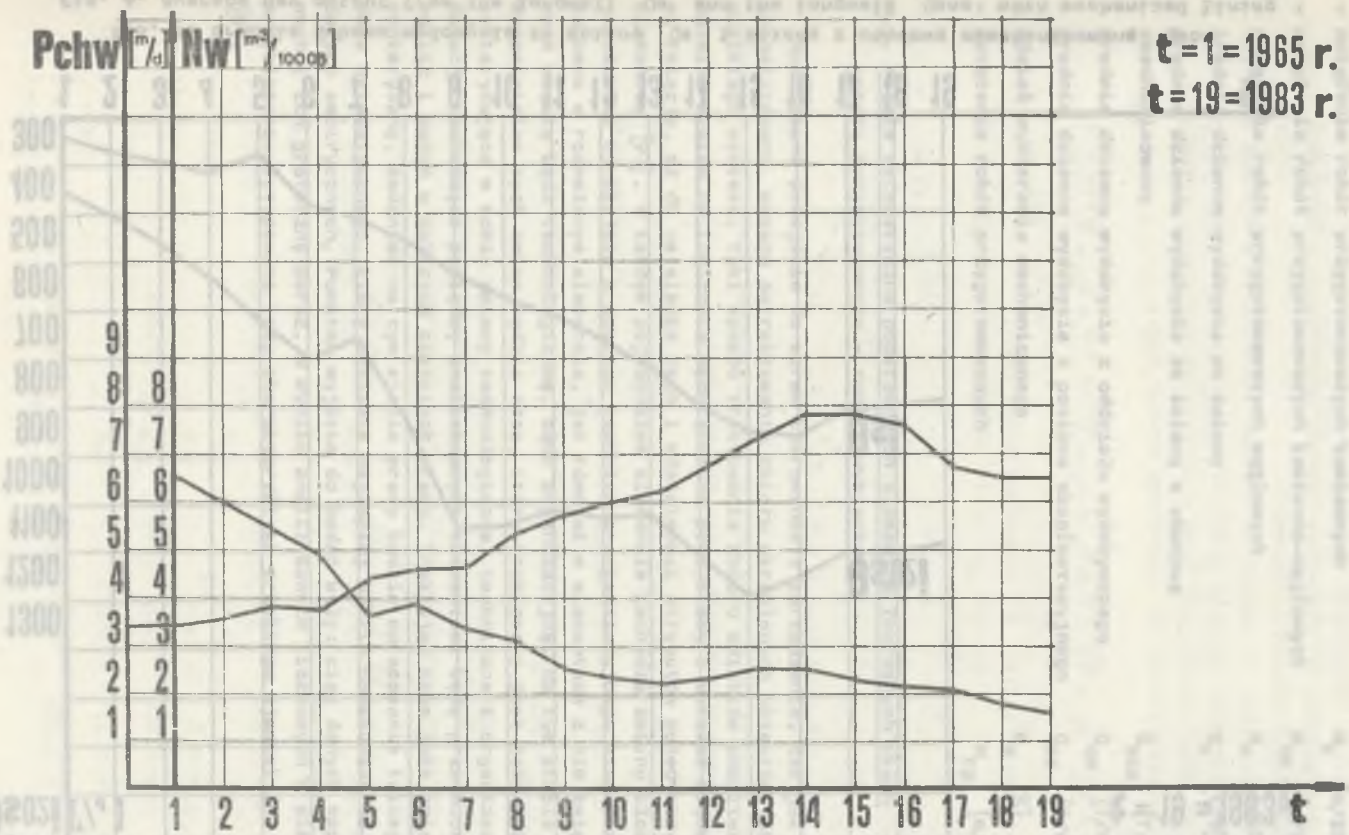


Rys. 1. Postęp Pchk i natężenie Nk w robotach przygotowawczych kamiennych
Fig. 1. Progress Pchk and intensity Nk in stone workign



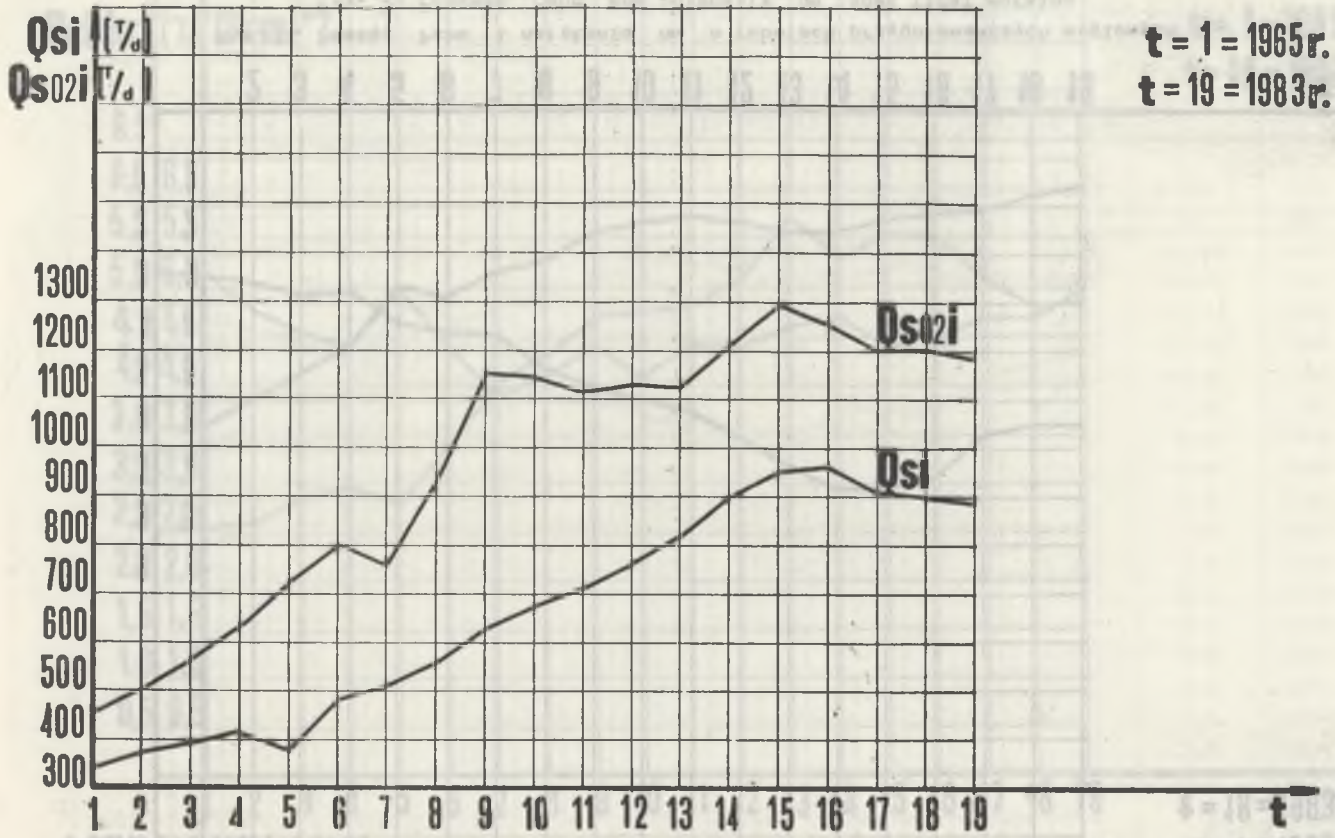
Rys. 2. Postęp Pchkw i natężenie Nkw w robotach przygotowawczych kamienno-węglowych

Fig. 2. Progress Pchkw and intensity Nkw in stone coal working



Rys. 3. Postęp Pchw i natężenie Nw w robotach przygotowawczych węglowych

Fig. 3. Progess Pchw and intensity Nw coal first working



Rys. 4. Średnie dobowe wydobycie ze ściany Qs i ściany z obudową zmechanizowaną Qsoz

Fig. 4. Average day output from the longwall Qs and the longwall Qsoz with mechanized lining

- natężenie robót przygotowawczych kamiennych N_k [m/1000 T]
- natężenie robót przygotowawczych kamienno-węglowych N_{kw} [m/1000 T]
- natężenie robót przygotowawczych węglowych N_w [m/1000 T]
- średnie dzienne wydobycie ze ściany Q_s [T/d]
- średnie dzienne wydobycie ze ściany z obudową zmechanizowaną Q_{soz} [T/d]
- średnie dzienne wydobycie z oddziału wydobywczego Q_{ow} [T/d]
- średnie dzienne wydobycie z poziomu eksploatacyjnego Q_{pe} [T/d]
- udział wybierania mechanicznego W_m [%]
- natężenie robót przygotowawczych N_{rp} [m/1000 T]

4.1. Modele matematyczne podstawowych elementów tworzących układ roboty przygotowawcze - roboty wybierkowe

Nowoczesne podejście do spraw kierowania i zarządzania, tak jak to już sygnalizowano, wymaga potraktowania zbioru określonych obiektów jako wielkiego systemu. Taki sposób traktowania zbioru obiektów umożliwia dzielić system na logicznie wyodrębnione podsystemy i ustalać między nimi relacje, aż do ustalenia cech i właściwości atrybutów pojedynczych elementów [97]. W każdym pojedynczym elemencie zachodzą zmiany ilościowo-jakościowe wynikające z postępu techniczno-organizacyjnego stosowanego zarówno w rozważanym elemencie, jak również w elementach z nim związanych więzią bądź technologiczną, bądź organizacyjną. Na tym etapie pracy wyrazicielem tych zmian będzie czas, który traktowany jest jako zmienna syntetyzująca w sobie zmiany technologiczne, techniczne i organizacyjne. Relacje zachodzące pomiędzy analizowanymi elementami będą przedmiotem analiz i badań w dalszych częściach pracy. Traktując czas jako zmienną syntetyczną, zadaniem na tym etapie pracy będzie opracowanie takiego modelu matematycznego, który możliwie najlepiej będzie dopasowany do ciągu danych empirycznych. Punktem wyjścia do badań były: ciąg danych empirycznych i ich graficzny obraz. W wyniku analiz danych liczbowych w pierszym przybliżeniu wytypowano trzy charakterystyki przebiegu zjawisk (A, B, C) [6].

Charakterystyka A odpowiada zmianom zachodzącym w natężeniu robót przygotowawczych kamiennych i kamienno-węglowych.

Charakterystyka B odpowiada zmianom zachodzącym w natężeniu robót przygotowawczych kamienno-węglowych.

Charakterystyka C odpowiada zmianom zachodzącym w średnim dziennym postępie chodników, średnim wydobyciu ze ścian, oddziałów wydobywczych i poziomów eksploatacyjnych oraz w udziale mechanicznego wybierania.

Dla charakterystyki A rozważano modele typu:

$$Y = b_o + b_1 \cdot t; \quad Y = b_o + b_1 \cdot t^{-1}; \quad Y = b_o \cdot t^{-b_1}$$

Dla charakterystyki B rozważano model typu:

$$Y = b_o + b_1 \cdot t^2$$

Dla charakterystyki C rozważano modele typu:

$$Y = b_o + b_1 \log t; \quad Y = b_o \cdot t^{b_1}$$

Przeprowadzone obliczenia potwierdziły słuszność przyjętych założeń. Wyniki obliczeń przedstawiają się następująco:

$P_{chk} = 2,75 - 1,0 \cdot t^{-1}$

$R = 0,676 \qquad \varphi = 0,542 \qquad b_e = 10,04\%$

$P_{chk-w} = 2,14\ t^{0,32}$

$R = 0,923 \qquad \varphi = 0,148 \qquad b_e = 7,80\%$

$P_{chw} = 2,84 \cdot t^{0,32}$

$R = 0,922 \qquad \varphi = 0,150 \qquad b_e = 6,52\%$

$N_k = 14,4 \cdot t^{-0,21}$

$R = 0,900 \qquad \varphi = 0,189 \qquad b_e = 18,29\%$

$N_{k-w} = 4,5 + 0,7 \cdot t^{-2}$

$R = 0,500 \qquad \varphi = 0,749 \qquad b_e = 6,29\%$

$N_w = 8,17 \cdot t^{-0,249}$

$R = 0,958 \qquad \varphi = 0,081 \qquad b_e = 11,18\%$

$N_{rp} = 13,95 - 2,2 \ln t$

$R = 0,954 \quad \varphi = 0,088 \quad b_e = 6,09\%$

$Q_s = 276,6 + 38,45\ t$

$R = 0,968 \quad \varphi = 0,063 \quad b_e = 8,72\%$

$Q_{ow} = 64,1 + 11,7 \ln t$

$R = 0,972 \quad \varphi = 0,055 \quad b_e = 2,65\%$

$Q_{pe} = 1480 \cdot t^{0,31}$

$R = 0,956 \quad \varphi = 0,085 \quad b_e = 0,99\%$

$W_m = 65,4\ t^{0,14}$

$R = 0,972 \quad \varphi = 0,054 \quad b_e = 0,63\%$

$Q_{soz} = 6,0 \cdot t^{0,41} \quad R = 0,967 \quad \varphi = 0,064 \quad b_e = 1,30\%$

gdzie:

R - współczynnik korelacji,

φ - współczynnik zbieżności,

b_e - błąd estymacji,

t = 1 dla 1965 roku; t_2 dla 1966 roku ...;

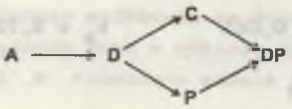
t = 19 dla 1983 roku.

Na podstawie zaprezentowanych modeli można prognozować szczególnie natężenie robót przygotowawczych oraz wielkości wydobycia ze ściany i poziomu eksploatacyjnego.

Wielkości prognozowane dla	1984 r.	1985 r.	1986 r.
P_{chk}	2,7	2,7	2,7
P_{chk-w}	5,6	5,7	5,8
P_{chw}	7,4	7,5	7,6
N_k	7,7	7,6	7,5
N_{k-w}	4,5	4,5	4,5
N_w	3,9	3,8	3,8
Q_s	1046,-	1084,-	1123,-

Otrzymane prognozy stanowią ważne informacje planistyczne przy określaniu zapotrzebowania na: Maszyny i Urządzenia stanowiące wyposażenie wyrobisk wybierkowych, Maszyny i Urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych, środki inwestycyjne przeznaczone na roboty przygotowawcze itd.

Rolę prognoz w procesie planistycznym wyjaśnia poniższy schemat:



gdzie:

A - analiza stanu aktualnego,

D - diagnoza, ocena wykonania planowanych w przeszłości zadań,

C - cele i zadania jakie stoją przed Górnictwem Węglowym,

P - prognozy,

DP - decyzje planistyczne - wyznaczenie ilościowych zadań do realizacji przyjętych celów.

Dla przykładu, aby uzyskać w roku 1986 195 mln ton węgla należy wykonać:

- robót przygotowawczych kamiennych

$$7{,}5\ m^3/1000\ T \times 195\ mln\ T/rok = 1.462.500\ m^3/rok$$

- robót przygotowawczych kamienno-węglowych

$$4{,}5\ m^3/1000\ T \times 195\ mln\ T/rok = 877.500\ m^3/gok$$

- robót przygotowawczych węglowych

$$3{,}8\ m^3/1000\ T \times 195\ mln\ T/rok = 741.000\ m^3/rok$$

Liczba ścian równocześnie czynnych przy założeniu 300 dni roboczych wyniesie

$$\frac{195.000.000\ T/rok}{300 \times 1123} = 579$$

5. KOPALNIA WĘGLA KAMIENNEGO W UJĘCIU SYSTEMOWYM ANALIZA RELACJI POMIĘDZY PODSTAWOWYMI OGNIWAMI PROCESU PRODUKCYJNEGO W OPARCIU O TABELE PRZEPŁYWÓW MIĘDZYGAŁĘZIOWYCH

O. Lange w pracy [41] pisze: "Zastosowanie matematyki do zarządzania i planowania gospodarki narodowej staje się coraz bardziej przedmiotem powszechnego zainteresowania... Im bardziej gospodarka socjalistyczna się rozwija i - że tak powiem - dojrzewa tym bardziej wymaga ona precyzyjnych i subtelnych metod planowania dalszego jej rozwoju i zarządzania jej codziennym przebiegiem... Metody matematyczne nie są zaprzeczeniem zdrowego rozsądku, nie są także zaprzeczeniem dobrej intuicji, która zarówno w zadaniach naukowych, jak i praktyce ludzkiej odgrywa wielką rolę. Są one natomiast ważnym środkiem pomocniczym, który zdrowemu rozsądkowi dostarcza precyzyjnych kryteriów i narzędzi, pozwalających sprawdzić słuszność intuicji, usprawnić jej formułowanie, a często staje się bodźcem dla nowej intuicji". W pracach [90, 91] podaje się, że: "metody matematyczne przydatne są zarządzającemu wtedy, gdy:

1) umożliwiają "panowanie" nad większą niż dotychczas liczbą informacji i wzbogacają zasób informacji o nowe, dodatkowe relacje porządkujące lub skojarzeniowe,

2) usprawniają i przyspieszają przetwarzanie informacji, a dzięki temu ułatwiają zarządzającemu aktywne operowanie informacjami zawartymi w pamięci,

3) wzbogacają zasób reguł, za pomocą których zarządzający przetwarza informacje w kompleksowe programy działania.

Stwierdzenia zawarte w cytowanych pracach znajdują potwierdzenie w codziennej praktyce, a co najważniejsze, że to co mówiono o gospodarce dotyczy także jej elementów, w tym również przedsiębiorstw górniczych.

Potwierdzenie takiego stanowiska można znaleźć w pracach [1, 9, 12, 15, 25, 37, 52, 77, 78, 82, 83, 107].

Do takich metod, które wzbogacają wiedzę decydenta o przedmiocie decyzji, a także dostarczają nowych reguł należy analiza przepływów międzygałęziowych, która dotychczas stosowana była w skali makro. Rozwój analiz noszących w sobie znamiona analiz systemowych spowodował między innymi i to, że w badaniach stosuje się podejście całościowe, z równoczesnym badaniem relacji pomiędzy częściami tworzącymi tę całość.

W niniejszej pracy całością jest kopalnia węgla kamiennego, którą można analizować i dzielić z różnych punktów widzenia. Można również dokonać

podziału ze względu na podstawowe ogniwa składające się na proces produkcyjny kopalni.

Do podstawowych ogniw procesu produkcyjnego w kopalni należą:

1) wyrobiska wybierkowe,
2) wyrobiska korytarzowe,
3) transport poziomy,
4) transport pionowy,
5) Zakład energetyczny,
6) Zakład przeróbczy,
7) wentylacja,
8) zatrudnienie.

Zgodnie z definicją systemu, jak również prakseologicznym pojmowaniem organizacji, ogniwa te muszą stanowić całość, a każde z nich przyczyniać się do powodzenia całości.

Relacje zachodzące pomiędzy poszczególnymi ogniwami w aspekcie zdolności produkcyjnej kopalni jako całości najpełniej można wyrazić w zapisie macierzowym, tak jak to czyni się w analizie przepływów międzygałęziowych. W macierzy tej wyraża się wzajemne związki technologiczne i uwarunkowania, których naruszenie może spowodować zakłócenia w pracy całego układu, o ile nie są one uprzednio zaplanowane i zbilansowane. Dotyczy to szczególnie układu roboty przygotowawcze - roboty wybierkowe. Wzrost wydobycia wymaga odpowiedniego wzrostu w ilości prowadzonych robót przygotowawczych, wymaga również zmian w pozostałych ogniwach procesu produkcyjnego. Specyfika układu roboty przygotowawcze - roboty wybierkowe polega na tym, że istnieje techniczna i technologiczna możliwość wzrostu wydobycia bez koniecznego wzrostu ilości robót przygotowawczych. Czas trwania takiego stanu jest ograniczony i zależy od tego na ile roboty przygotowawcze wyprzedzały roboty wybierkowe. Po tym okresie czasu następuje gwałtowne załamanie wydobycia z tytułu braku frontu eksploatacyjnego oraz znaczący wzrost kosztów wydobycia. Jest to zasadniczy powód dla którego natężenie robót przygotowawczych powinno być przedmiotem kontroli i to zarówno ze strony jednostek zwierzchnich, odpowiedzialnych za ciągłość wydobycia na określonym poziomie oraz ze strony samorządów pracowniczych reprezentujących interesy załogi kopalni.

Gwałtowne załamanie wydobycia kopalni z tytułu niewłaściwego jej prowadzenia jest z reguły przyczyną znaczącego obniżenia płac, a w dalszej kolejności wzrostu fluktuacji i pogłębiania sytuacji kryzysowej w kopalni. Pozostałe z wymienionych ogniw procesu produkcyjnego nie stwarzają ani technicznych ani technologicznych możliwości wzrostu wydobycia ponad ich techniczne możliwości.

5.1. Podstawy matematyczne [71, 77, 105]

Związki zachodzące pomiędzy poszczególnymi ogniwami procesu produkcyjnego kopalni możemy wyrazić za pomocą układu równań zwanych bilansowymi:

$$Q_i = \sum_{i=1}^{n} g_{ij} + g_i \qquad i = 1,2,\ldots,n$$

$$Q_o = \sum_{i=1}^{n} g_{oj} + g_o$$

Drugie z przedstawionych równań jest bilansem siły roboczej. Warunkiem harmonijnego przebiegu procesu produkcyjnego jest zachowanie odpowiednich relacji pomiędzy poszczególnymi jego ogniwami. Jeżeli zamierzamy zwiększyć wydobycie, to musimy dysponować odpowiednimi nadmiarami zdolności produkcyjnych w pozostałych ogniwach, gdyż wzrost wydobycia przyczyni się do zwiększenia zakresu prac transportowych, zwiększenia potrzeb energetycznych itd.

Dla zapewnienia właściwych proporcji pomiędzy wielkością wydobycia a poszczególnymi ogniwami ogniwami procesu produkcyjnego należy wyznaczyć między innymi: konieczny zakres robót przygotowawczych, wydolność systemu wentylacyjnego, energetycznego. Innymi słowy, należy rozpoznać jaki zakres robót przygotowawczych, ile powietrza, ile energii zużywa się na jednostkę wydobycia. W analizie przepływów międzygałęziowych wielkości te noszą nazwę współczynników technologicznych i oznaczane są symbolem a_{ij}, gdzie subskrypty ij oznaczają:

i - ogniwo produkujące,

j - ogniwo zużywające.

Ponieważ g_{ij} wyraża zużycie dobra "produkowanego" przez ogniwo i, a zużywanego przez ogniwo j, Q_j zaś wyraża produkcję globalną (lub zdolność produkcyjną) ogniwa produkcyjnego j, to współczynnik technologiczny można wyrazić za pomocą wzoru:

$$a_{ij} = \frac{g_{ij}}{Q_j}$$

Układ równań bilansowych możemy zatem zapisać jako:

$$Q_i = \sum_{i=1}^{n} a_{ij} Q_j + g_i$$

lub

$$Q_i - \sum_{i=1}^{n} a_{ij}Q_j = g_i$$

Jednym ze składników tej sumy w każdym równaniu układu jest wyrażenie $a_{ij}Q_j$ dla i = j. Grupując wyrażenia podobne można podany układ zapisać następująco:

$$\begin{aligned}
&|1 - a_{11}|\ Q_1 - a_{12}Q_2 - \ldots - a_{1n}Q_n = g_1\\
&-a_{21}Q_1 + |1 - a_{22}|\ Q_2 - \ldots - a_{2n}Q_n = g_2\\
&\quad\cdot \qquad\qquad \cdot \qquad\qquad \cdot\\
&\quad\cdot \qquad\qquad \cdot \qquad\qquad \cdot\\
&-a_{n1}Q_1 - a_{n2}Q_2 - \ldots + |1 - a_{nn}|\ Q_n = g_n
\end{aligned}$$

lub posługując się zapisem macierzowym jako:

$$\left\{\begin{bmatrix}1 & 0 & \ldots & 0\\ 0 & 1 & \ldots & 0\\ \ldots & \ldots & \ldots & \ldots\\ 0 & 0 & \ldots & 1\end{bmatrix} - \begin{bmatrix}a_{11} & a_{12} & \ldots & a_{1n}\\ a_{21} & a_{22} & \ldots & a_{2n}\\ \ldots & \ldots & \ldots & \ldots\\ a_{n1} & a_{n2} & \ldots & a_{nn}\end{bmatrix}\right\} \times \begin{bmatrix}Q_1\\ Q_2\\ \cdot\\ Q_n\end{bmatrix} = \begin{bmatrix}g_1\\ g_2\\ \cdot\\ g_n\end{bmatrix}.$$

gdzie

$$\begin{bmatrix}1 & 0 & \ldots & 0\\ 0 & 1 & \ldots & 0\\ 0 & 0 & \ldots & 1\end{bmatrix} = [I]$$

jest macierzą jednostkową;

a_{ij} - macierz współczynników technologicznych,

Qi - wektor kolumnowy wielkości brutto,

g_i - wektor kolumnowy wielkości netto.

W zapisie macierzowym układ równań bilansowych po ich uporządkowaniu można zapisać następująco:

$$\left[[I] - [a_{ij}]\right]^{-1} \times [Qi] = [g_i]$$

Macierz $\left[[I] - [a_{ij}]\right]^{-1}$ jest macierzą struktury procesu produkcyjnego. Znając plan potrzeb w zakresie produktów (produktu) finalnych $[g_i]$ należy wyznaczyć wektor produktów globalnych, czyli

$$\left[[I] - [a_{ij}]\right]^{-1} \times [g_i] = [Q_i]$$

Jeżeli elementy macierzy odwróconej $\left[[I] - [a_{ij}]\right]^{-1}$ oznaczymy symbolami Aij wektor produktów globalnych możemy wyznaczyć z układu równań

$$\begin{bmatrix} A_{11} & A_{12} \cdots A_{1n} \\ A_{21} & A_{22} \cdots A_{2n} \\ \cdot & \cdot \quad \cdot \quad \cdot \\ A_{n1} & A_{n2} \cdots A_{nn} \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} g_1 \\ g_2 \\ \cdot \\ g_n \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum_{i=1}^{n} A_{1i} \cdot g_i \\ \sum_{i=1}^{n} A_{12} \cdot g_i \\ \cdot \quad \cdot \quad \cdot \\ \sum_{i=1}^{n} A_{in} \cdot g_i \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} Q_1 \\ Q_2 \\ \cdot \\ Q_n \end{bmatrix}$$

Jeżeli chcemy zwiększyć wydobycie (dział pierwszy) o wielkość Δg_1, to wywoła to zmiany w całym układzie według struktury.

$$\begin{bmatrix} A_{11} & A_{12} \cdots A_{1n} \\ A_{21} & A_{22} \cdots A_{2n} \\ \cdot & \cdot \quad \cdot \quad \cdot \\ A_{n1} & A_{n2} \quad A_{nn} \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} g_1 + \Delta g_1 \\ g_2 \\ \cdot \\ g_n \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} Q_1 + A_{11} \cdot \Delta g_1 \\ Q_2 + A_{12} \cdot \Delta g_1 \\ \cdot \quad \cdot \quad \cdot \\ Q_n + A_{1n} \cdot \Delta g_1 \end{bmatrix}$$

Przyrost wydobycia o Δg_1 wymaga też zmian w zatrudnieniu według zależności:

$$Q_o = \sum_{j=1}^{n} a_{oj} \left| \sum_{j=1}^{n} A_{1j} g_1 \right| + g_o$$

5.2. Przykład obliczeniowy

Prezentowany w pracy przykład zawiera w sobie informacje z konkretnej kopalni Bytomskiego Gwarectwa Węglowego dla której zostały przeprowadzone obliczenia, a wyniki tych obliczeń zostały wykorzystane do opracowania planu ruchu kopalni.

Tabela 2

Tabela powiązań techniczno-organizacyjnych
pomiędzy poszczególnymi ogniwami procesu produkcyjnego

i \ j	Wielkości brutto Q_i	Przepływy g_{ij}							Wielkości netto g_i	Jedn.
		1	2	3	4	5	6	7		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	14788	0	0	0	0	10	840	0	13948	t/d
2	11006	100,0	0	7,26	0,48	0,73	0	0	1,59	m/d
3	18133	14251	2114	34,2	0	5,3	0	6	14224	t/d
4	19840	12120	1916	34,3	54,3	5,3	0	6	5703,8	t/d
5	31000	8300	1060	1230	1500	1616	2000	1200	14094	kW
6	15400	12786	2335	0	0	0	0	0	279	t/d
7	19530	7280	1530	2436	1030	0	0	5271	1983	m^3/min
8	3490	1229	407	416	175	680	415	120	48	

Tabela 3

Macierz współczynników technologicznych

0,0	0,0	0,0	0,0	0,0006	0,0567	0
0,0067	0,0	0,0004	0,0001	0,0001	0,0	0,0
0,9630	0,1631	0,0023	0,0	0,0003	0,0	0,0004
0,8190	0,1294	0,0023	0,0036	0,0003	0,0	0,0004
0,5608	0,0716	0,0831	0,1047	0,1092	0,1351	0,0810
0,8640	0,1577	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
0,4919	0,1033	0,1646	0,0696	0,0	0,0	0,3561
0,0831	0,0275	0,0281	0,0102	0,0459	0,0280	0,0081

Tabela 4

Macierz $[J] - [a_{ij}]$

+1,0	0,0	0,0	0,0	-0,0006	-0,0567	0,0
-0,0067	+1,0	-0,0004	-0,0001	-0,0001	0,0	0,0
-0,9630	-0,1631	+0,9977	0,0	-0,0003	0,0	-0,0004
-0,8190	-0,1294	-0,0023	+0,9964	-0,0003	0,0	-0,0004
-0,5608	-0,0716	-0,0831	-0,1047	+0,8908	-0,1351	-0,0810
-0,8640	-0,1577	0,0	0,0	0,0	+1,0	0,0
-0,4919	-0,1033	-0,1646	-0,0696	0,0	0,0	+0,6439

Tabela 5

Macierz odwrócona $\left|[J] - [a_{ij}]\right|^{-1}$

1,0523	0,0095	0,0001	0,0001	0,0007	0,0597	0,0001
0,076	1,0002	0,0004	0,0001	0,0001	0,004	0,0
1,0177	0,1728	1,0025	0,0002	0,0010	0,05778	0,0007
0,8690	0,1382	0,0025	0,0003	0,0009	0,0494	0,0007
1,1036	0,1645	0,1173	0,1279	1,1234	0,2143	0,1415
0,9104	0,1659	0,0001	0,0001	0,0006	1,0517	0,0001
1,1592	0,2268	0,2567	0,1086	0,0009	0,0658	1,5533

5.2.1. Wyznaczenie granicznej wielkości dodatkowego wydobycia, która nie wymaga dodatkowych nakładów inwestycyjnych

Graniczną wielkość dodatkowego wydobycia, która nie wymaga dodatkowych nakładów inwestycyjnych wyznaczamy z poniższych zależności

$$\Delta g_i \geq 0; \quad \Delta g \max b = \min \Delta g_i$$

Korzystając z wielkości netto w macierzy powiązań oraz wielkości zawartych w macierzy odwróconej otrzymujemy:

$$1{,}59 - 0{,}0076 \cdot \Delta g_1 \geq 0 \qquad \Delta g_1 \leq 207$$

$$1422{,}4 - 1{,}0177 \cdot \Delta g_1 \geq 0 \qquad \Delta g_1 \leq 1417$$

$$5703{,}8 - 0{,}8690 \cdot \Delta g_1 \geq 0 \qquad \Delta g_1 \leq 6563$$

$$14094 - 1{,}1036 \cdot \Delta g_1 \geq 0 \qquad \Delta g_1 \leq 12770$$

$$279 - 0{,}9104 \cdot \Delta g_1 \geq 0 \qquad \Delta g_1 \leq 306$$

$$1983 - 1{,}1592 \cdot \Delta g_1 \geq 0 \qquad \Delta g_1 \leq 1710$$

Z przedstawionych obliczeń wynika, że graniczna wielkość dodatkowego wydobycia wynosi $\approx$ 200 T/dobę (207).

Przyrost wydobycia $\approx$ 200 T/dobę spowoduje zmiany w zatrudnieniu według zależności

$$Q_o = 200 \left| 0{,}0831 \times 1{,}0523 + 0{,}0275 \times 0{,}0076 + \right.$$
$$+ 0{,}0281 \times 1{,}0177 + 0{,}0102 \times 0{,}8690 + 0{,}0459 \times 1{,}1036 +$$
$$\left. + 0{,}0280 \times 0{,}9104 + 0{,}0081 \times 0{,}1592 \right| = 42 \text{ osob.}$$

Kopalnia dysponowała nadmiarem 48 osób w wyniku wzrostu wydobycia (brutto) o 200 T/dobę nadmiar ten zostanie zredukowany do 6 osób (48 - 42 = 6).

W opracowanym planie rozwoju kopalni zakłada się przyrost wydobycia o 1000 T/dobę. Planowany przyrost wydobycia wymaga:

a) zwiększenia wydobycia brutto o 1052 T/dobę

$$1000 \times 1{,}0523 = 1052,$$

b) zwiększenia postępu robót przygotowawczych o 6,0 m/dobę

$$1000 \times 0{,}0076 - 1{,}59 = 6{,}0 \text{ m/dobę},$$

c) zwiększenie zdolności produkcyjnej Zakładu Przeróbczego o 631 T/dobę

$$1000 \times 0{,}9104 - 289 = 631 \text{ T/dobę},$$

d) wzrostu zatrudnienia o 162 osoby

$$1000 \mid 0{,}0831 \times 1{,}0523 + 0{,}0275 \times 0{,}0076 + 0{,}0281 \times 1{,}0177 + 0{,}0102 \times 0{,}8690 + 0{,}0459 \times 1{,}1036 + 0{,}0280 \times 0{,}9104 + 0{,}0081 \times 1{,}1592 \mid - 48 = 162$$

Wzrost wydobycia o 1000 ton/dobę zmniejszy istniejące dotychczas rezerwy do stanu:

a) w transporcie dołowym 404 T/d

$$1422{,}7 - 1000 \times 1{,}0177 = 404 \text{ T/d},$$

b) w transporcie pionowym 4834 T/d

$$5703{,}8 - 1000 \times 0{,}8690 = 4834 \text{ T/d},$$

c) w Zakładzie Energetycznym 12990 kW

$$14094 - 1000 \times 1{,}1036 = 12990 \text{ kW},$$

d) w systemie wentylacyjnym 823 m^3/min

$$1983 - 1000 \times 1{,}1592 = 823 \ m^3/\text{min}.$$

6. OCENA STRATEGII PROWADZENIA ROBÓT PRZYGOTOWAWCZYCH OPARTA NA WYNIKACH WIELOWYMIAROWEJ ANALIZY PORÓWNAWCZEJ

Roboty przygotowawcze poprzedzają roboty wybierkowe i powinny być prowadzone tak, aby zawsze istniała taka ilość zasobów przygotowanych do wybierania, która zapewnia ciągłość wydobycia w ilościach określonych planem, przy możliwie najniższych kosztach. Nadmierna względem potrzeb ilość robót przygotowawczych, to z jednej strony zamrożenie znacznej ilości środków finansowych (≈ 100 000 zł/m)a z drugiej wzrost wydatków na utrzymanie wyrobisk (4-7 tys. zł/m, m-c). Niedostateczna ilość robót przygotowawczych może spowodować załamanie wydobycia w przyszłych okresach czasu. Z powyższych stwierdzeń wynika, że stopień zaangażowania sił i środków na prowadzenie robót przygotowawczych wyrażany natężeniem robót przygotowawczych w m/1000 T wydobycia powinien być przedmiotem kontroli i wnikliwej a zarazem obiektywnej oceny. Wynikami tej kontroli zainteresowane są same kopalnie, Gwarectwa i Ministerstwo Górnictwa i Energetyki. Potraktowanie kopalni, jako wielowymiarowej zmiennej losowej umożliwia zgrupowanie kopalń w podzbiory, w których różnice są statystycznie nieistotne, co czyni zadość wymaganiom stawianym w analizach porównawczych. Uporządkowanie kopalń w ramach otrzymanych podzbiorów według malejącego miernika rozwoju, w którym zawarte są wyniki produkcyjne i ekonomiczne, umożliwia dla każdego podzbioru wskazać lidera, tj. kopalnię o największym mierniku rozwoju, w stosunku do której prowadzi się ocenę strategii prowadzenia robót przygotowawczych.

Wprowadzenie do analizy porównawczej oceny podobieństwa kopalni względem lidera pozwala wyznaczyć dopuszczalny przedział zmienności natężenia robót przygotowawczych. Jeżeli natężenie robót przygotowawczych analizowanej kopalni mieści się w ustalonym przedziale, nie ma podstaw do negatywnej oceny strategii prowadzenia robót przygotowawczych. Jeżeli natężenie robót przygotowawczych analizowanej kopalni nie mieści się w ustalonym dla tej kopalni przedziale zmienności, stanowi to sygnał do rozszerzenia zakresu analizy oraz wyjaśnienie przyczyn i skutków takiego stanu rzeczy. Należy zaznaczyć, że mogą istnieć obiektywne przyczyny innej niż to czyni kopalnia wzorcowa (lider) strategii prowadzenia robót przygotowawczych, np. rosnące lub zanikające wydobycie.

Do istotnych zagadnień związanych z wielowymiarową analizą porównawczą należą:

- określenie zbioru cech opisujących kopalnie w aspekcie natężenia robót przygotowawczych,

- normalizacja cech,
- grupowanie kopalń w podzbiory statystycznie jednorodne ze względu na zbiór cech je opisujących,
- wyznaczenie pozycji kopalni w otrzymanych podzbiorach,
- określenie stopnia podobieństwa pomiędzy kopalnię zajmującą pierwsze miejsce w danym podzbiorze a kolejnymi kopalniami z danego podzbioru,
- ustalenie dopuszczalnych przedziałów zmienności natężenia robót przygotowawczych,
- wskazanie kopalń, których natężenie robót przygotowawczych nie mieści w ustalonym dla nich przedziale zmienności.

6.1. Określenie zbioru cech opisujących kopalnię w aspekcie natężenia robót przygotowawczych

Do wyznaczenia zbioru cech diagnostycznych, które możliwie wiernie opisują kopalnie w aspekcie natężenia robót przygotowawczych korzystano z sondażu opinii ekspertów, rachunku korelacji i analizy pojemności informacyjnej cech. Rachunek korelacji i analizę pojemności informacji potraktowano jako metody wspomagające pracę ekspertów. Metody te umożliwiły uporządkowanie zbioru cech według pojemności informacji oraz zgrupowanie cech będących nośnikami tych samych informacji o natężeniu robót przygotowawczych (cechy wzajem skorelowane). Warunkiem dostatecznym i wystarczającym aby daną cechę traktować jako diagnostyczną była zgodność ekspertów rozumiana w sensie statystycznym. Dla ułatwienia pracy ekspertów każdą cechę wyposażono w indywidualną metryczkę, w której podano:

- zakres zmienności, tj. $C_{j\,min}$; $C_{j\,max}$; $R = C_{j\,max} - C_{j\,min}$
- wielkość średnią, tj. $C_j = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^{n} C_{ij}$
- odchylenie standardowe, tj. $O_{s\,cj} = \left| \frac{1}{n} \sum_{i=1}^{n} [C_{ij} - C_j]^2 \right|^{1/2}$
- współczynnik zmienności $V_j = \frac{O_{s\,cj}}{C_j}$
- miernik względnej wartości informacyjnej cechy W_j

$$W_j = \frac{V_j}{\sum_{j=1}^{n} V_j}$$

Cechy wzajem skorelowane utworzyły graf, którego uporządkowanie według stopnia "wejścia-wyjścia" uczyniło układ ten bardziej przejrzysty i

łatwiejszy do interpretacji. Porządkowanie cech według stopnia "wejście-wyjście" oparto o prace [6, 57, 82].

Procedurę postępowania przy ustalaniu cech diagnostycznych przedstawiono w postaci schematu blokowego nr 1 (rys. 5).

Przy znacznej liczbie cech tworzących potencjalny zbiór cech diagnostycznych do uporządkowania tego zbioru korzystniej jest stosować metody taksonomiczne, dla których "wejściem" jest macierz współczynników korelacji. Taki sposób podejścia stosowany jest w pracach [61, 62, 63].

Do badania zgodności sądu ekspertów wykorzystano współczynnik zgodności zaproponowany przez M.G. Kendalla i B.B. Smitha

$$W = \frac{12\,S}{m^2\,|n^3-n|}$$

gdzie:

m - liczba ekspertów,

n - liczba cech,

$$S = \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{m} |z_{ij} - \bar{a}|^2$$

gdzie:

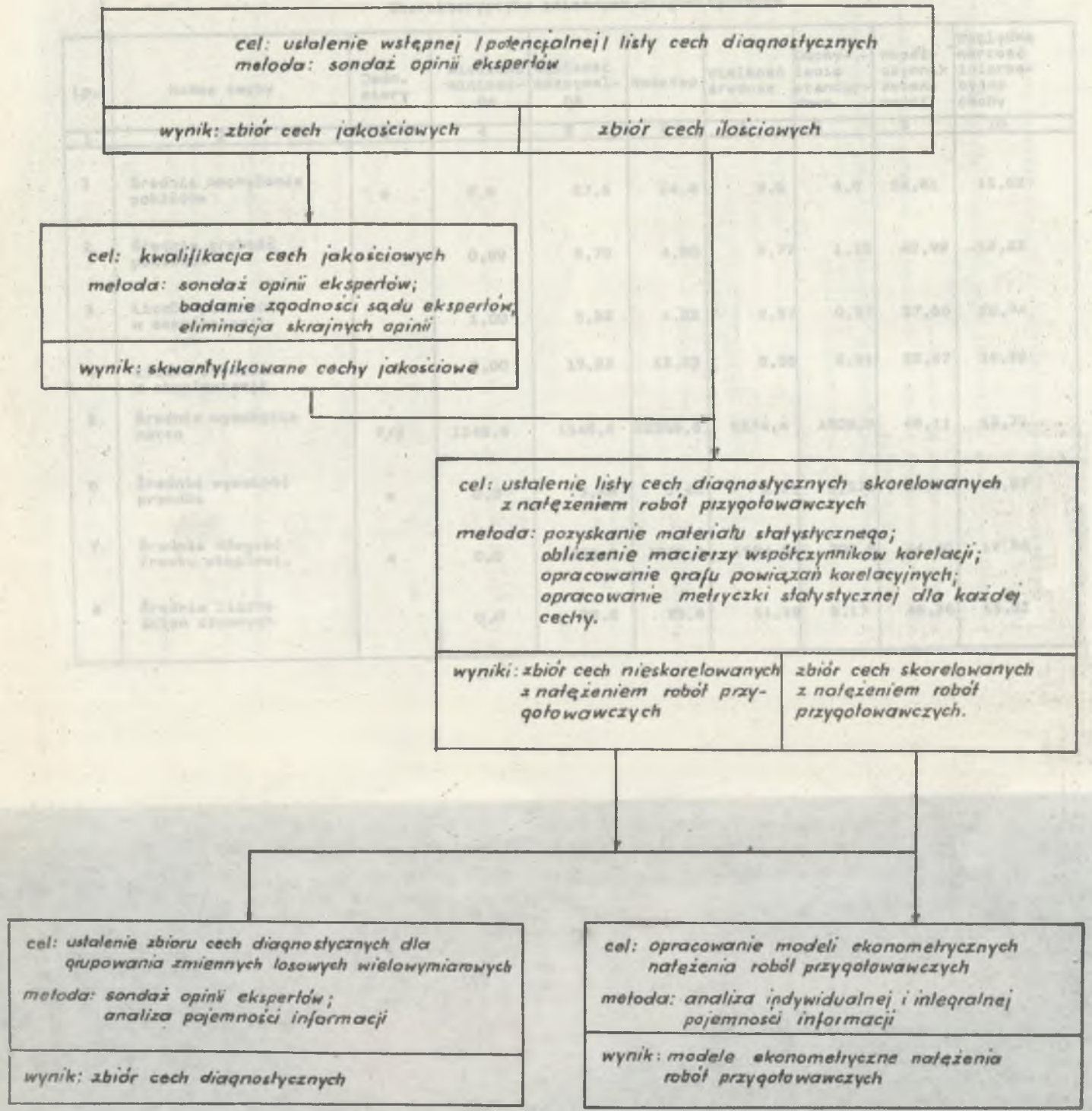
z_{ij} - ranga przypisana i-tej cesze przez j-tego eksperta,

$\bar{a}$ - średnia wartość sumy rang dla poszczególnych cech,

$$\bar{a} = \frac{\sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{m} z_{ij}}{n}$$

Do oceny istotności współczynnika zgodności posłużono się testem chi-kwadrat o n-1 stopniach swobody

$$\chi^2 = \frac{S}{\frac{1}{12}\,m \cdot n\,|n+1|}$$



Rys. 5. Schemat postępowania przy ustalaniu cech diagnostycznych

Tabela 6

Charakterystyka zmiennych diagnostycznych

Lp.	Nazwa cechy	Jedn. miary	Wielkość minimalna	Wielkość maksymalna	Rozstęp	Wielkość średnia	Odchylenie standardowe	Współczynnik zmienności	Względna wartość informacyjna cechy
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Średnie nachylenie pokładów	o	2,8	27,6	24,8	8,8	4,8	54,81	15,62
2	Średnia grubość pokładów	m	0,89	5,79	4,90	2,77	1,19	42,92	12,23
3	Liczba poziomów w eksploatacji		1,00	5,22	4,22	2,57	0,97	37,68	10,74
4	Liczba pokładów w eksploatacji		2,00	15,23	13,23	5,55	2,91	52,47	14,96
5	Średnie wydobycie netto	T/d	1148,6	1148,6	22268,6	9374,4	4509,9	48,11	13,71
6	Średnia wysokość przodka	m	0,0	3,44	3,44	2,39	0,575	24,09	6,87
7	Średnia długość frontu eksploat.	m	0,0	3369,8	3369,8	1584,6	703,5	44,40	12,66
8	Średnia liczba ścian czynnych		0,0	25,6	25,6	11,15	5,17	46,36	13,21

6.2. Normowanie cech

Prawidłowo przeprowadzone normowanie powinno spełniać następujące postulaty [8]:

- wartości unormowane są liczbami niemianowanymi, niezależnie od rodzaju cech, których wartości są unormowane,
- wartości unormowane są nieujemne,
- wartości unormowane należą do skończonego, uniwersalnie unormowanego przedziału liczbowego,
- w miarę wiernie odzwierciedlają zmienność wartości nieunormowanej.

Normowanie możemy przeprowadzić przez:

- przekształcenie ilorazowe

$$x_i = \frac{c_{i\,min}}{c_i} \quad \text{lub} \quad x_i = \frac{c_i}{c_{i\,max}}$$

- standaryzację

$$x_i = \frac{c_i - \bar{c}_i}{O_{sc_i}}$$

gdzie

$$\bar{c}_i = \frac{1}{m} \sum_{i=1}^{m} c_i$$

$$Osc_i = \left[\frac{1}{m} \sum_{i=1}^{m} |c_i - \bar{c}_i|^2 \right]^{1/2}$$

- normalizację

$$x_i = \frac{c_i}{Osc_i}.$$

Wybór metody normowania możemy uzależnić od spełnienia postulatu:

$$Vzi = \frac{Oszi}{zi} \rightarrow \text{minimum.}$$

gdzie

$$zi = \frac{c_i}{x_i}$$

$$\bar{z}i = \frac{1}{m} \sum_{i=1}^{m} zi$$

$$Oszi = \left| \frac{1}{m} \sum_{i=1}^{m} |zi - \bar{z}i|^2 \right|^{1/2}.$$

6.3. Grupowanie kopalń w podzbiory statystycznie jednorodne ze względu na zbiór cech je opisujących

Do grupowania kopalń w podzbiory statystycznie jednorodne wykorzystano procedurę opisaną szczegółowo w pracach [10, 27, 38, 63]. W pracy [64] dokonano oceny procedur taksonomicznych, z której wynika, że nie ma wyróżniającej się metody ze względu na przyjęty w tej pracy układ oceny.

Procedura [102] polega na utworzeniu pewnej, z góry nieznanej liczby "L" podzbiorów takich, aby w obrębie każdego podzbioru nie występowały pomiędzy cechami istotne różnice. Wykonanie kolejnych kroków grupowania umożliwia śledzić stosunek kwadratów wariancji międzygrupowej do wariancji wewnątrzgrupowej.

$$F = \frac{S^2_{mg}}{S^2_{wg}}$$

Do analizy i oceny strategii prowadzenia robót przygotowawczych korzystano z tego podziału dla którego:

$$F > F_{\alpha} \quad i \quad \frac{F}{F_{\alpha}} \longrightarrow \text{maximum} \quad \text{dla} \quad \alpha = 0{,}05.$$

Wyniki obliczeń zawarte są w tabeli 7.

F_{α} - odczyt z tablic dla rozkładu F Fishera-Snedecora.

6.4. Wyznaczenie pozycji kopalni w otrzymanych podzbiorach

Celem ustalenia pozycji kopalń w otrzymanych podzbiorach (wielo i jednoelementowych) wyznaczono abstrakcyjny punkt Po o współrzędnych $y_{O1}; y_{O2}; \ldots y_{Om}$ spełniających warunki:

$y_{Oj} = \max_i y_{ij}$, gdy $j \in S$ (S - zbiór stymulanta)

$y_{Oj} = \min y_{ij}$, gdy $j \in D$ (D - zbiór destymulanta)

Tabela 7

Uszeregowanie kopalń według malejącej wartości miernika rozwoju i określenie stopnia podobieństwa do "lidera"

Lp.	Kopalnia Węgla Kamiennego	Numer podzbioru	Miernik rozwoju	Stopień podobieństwa do lidera	Natężenie robót przygotowawczych kamiennych	Natężenie robót przygotowawczych kamienno-węglowych	Natężenie robót przygotowawczych węglowych
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Andaluzja	I	0,426	1,0	0,42	3,78	3,10
2	Siersza	I	0,373	0,852	1,10	4,20	2,64
3	Gottwald	I	0,328	0,857	0,88	1,62	4,26
4	Wujek	I	0,327	0,905	0,40	1,16	4,22
5	Śląsk	I	0,320	0,857	0,24	5,98	1,20
6	Janina	I	0,312	0,816	1,48	5,46	0,64
7	Bolesław Śmiały	I	0,312	0,685	1,00	6,18	0,06
8	Pokój	I	0,311	0,906	0,94	1,24	3,86
9	Julian	I	0,308	0,860	0,82	2,32	4,28
10	Miechowice	I	0,305	0,833	1,24	2,80	2,00
11	Nowy Wirek	I	0,293	0,771	0,68	0,60	4,46
12	Mysłowice	I	0,290	0,933	0,28	3,50	1,46
13	Komuna Paryska	I	0,282	0,776	1,16	6,02	2,16
14	Rozbark	I	0,278	0,893	0,44	3,38	2,98
15	Bobrek	I	0,277	0,792	1,04	0,92	3,36
16	Dymitrow	I	0,267	0,845	1,58	3,20	3,24
17	Sosnowiec	I	0,250	0,848	0,98	3,90	2,70
18	Jowisz	I	0,242	0,801	1,04	4,24	4,74
19	Kazimierz-Juliusz	I	0,209	0,799	1,66	5,26	4,28

cd. tabeli 7

Natężenie robót przygotowawczych razem	Średnie nachylenie pokładów	Średnia grubość pokładów	Liczba poziomów w eksploatacji	Liczba pokładów w eksploatacji	Średnie wydobycie netto	Średnia wysokość przodka	Średnia długość frontu	Średnia liczba ścian czynnych
9	10	11	12	13	14	15	16	17
7,30	6,8	4,62	2,13	3,77	13136	2,80	1537	10,90
7,94	6,4	2,76	2,90	3,67	11628	2,42	1327	10,32
6,76	5,6	3,54	2,83	4,68	9543	2,62	1908	13,66
5,78	6,0	5,29	2,13	3,67	10048	2,66	1077	7,74
7,42	6,0	3,58	2,00	3,42	8345	2,78	952	6,42
7,58	2,8	3,15	3,00	3,18	10077	2,74	1164	7,58
7,24	3,8	2,23	1,00	2,00	8980	2,34	908	6,84
6,04	8,0	3,85	2,00	3,67	9068	2,66	1310	8,32
7,42	8,4	5,36	2,97	4,31	9327	3,07	1168	8,54
6,04	5,2	3,28	2,20	3,87	8080	2,99	887	5,92
5,74	5,8	5,79	1,95	2,33	8975	3,13	895	6,28
5,24	6,0	3,80	2,00	3,22	8240	2,85	1514	11,06
9,34	5,6	2,30	2,00	4,78	8193	2,16	940	6,70
6,80	4,6	4,46	3,00	4,45	8644	2,66	1602	11,68
5,32	5,6	3,68	1,52	2,83	7933	3,21	850	5,76
8,02	6,8	5,11	2,33	2,95	8862	3,20	816	6,16
7,58	4,6	3,70	2,00	3,00	7324	3,04	1678	13,38
10,02	5,0	2,70	1,00	3,20	6175	2,69	1571	13,80
11,20	8,2	4,06	3,00	2,00	6385	3,20	1180	10,80

cd. tabeli 7

1	2	3	4	5	6	7	8
20	Niwka-Modrzejów	I	0,199	0,799	1,82	3,04	4,62
21	Katowice	I	0,196	0,863	0,30	2,62	3,76
22	Wawel	I	0,189	0,764	2,08	3,62	2,82
23	Generał Zawadzki	I	0,181	0,875	2,46	4,36	5,04
24	Barbara-Chorzów	I	0,176	0,785	1,34	2,92	9,64
25	Szombierki	I	0,151	0,810	1,80	1,68	4,70
26	Sośnica	II	0,459	1,0	0,96	4,48	0,82
27	Szczygłowice	II	0,435	0,919	1,62	5,52	0,14
28	Jankowice	II	0,408	0,942	1,08	5,62	0,60
29	Brzeszcze	II	0,347	0,868	1,36	6,80	0,08
30	Moszczenica	II	0,344	0,903	1,54	7,66	2,48
31	Rydułtowy	II	0,298	0,797	1,44	5,16	0,68
32	Manifest Lipcowy	II	0,290	0,905	1,56	8,06	0,40
33	Jastrzębie	II	0,268	0,887	2,16	7,68	1,54
34	Borynia	II	0,259	0,895	1,70	8,40	0,96
35	Chwałowice	II	0,257	0,802	1,50	7,84	0,00
36	Murcki	II	0,242	0,735	1,18	8,24	0,28
37	XXX-lecie PRL	II	0,242	0,806	3,32	10,22	0,02
38	Anna	II	0,216	0,903	1,62	5,76	0,76
39	Dębieńsko	II	0,197	0,778	1,36	7,44	0,40
40	Rymer	II	0,136	0,791	1,54	9,64	0,20
41	Wałbrzych	II	0,051	0,849	4,22	6,48	0,00
42	Thorez	II	0,016	0,685	5,82	7,64	0,00
43	Grodziec	III	0,097	-	3,10	10,30	3,10
44	ZMP	III	0,012	0,759	16,38	18,52	0,02

9	10	11	12	13	14	15	16	17
9,48	10,8	4,08	2,00	3,40	6396	2,76	786	5,90
6,68	7,6	4,11	2,25	3,78	5221	2,88	1219	8,22
8,52	5,8	2,19	2,02	4,08	5958	2,58	836	6,32
11,86	9,2	4,06	1,80	3,78	5861	2,82	1246	11,00
13,90	14,0	3,66	1,43	3,23	4735	2,52	1103	10,50
8,18	5,8	4,45	2,00	3,33	5321	2,72	753	6,14
6,26	14,2	1,89	2,00	7,37	15687	2,42	1955	11,20
7,28	17,4	1,80	2,62	10,65	14380	2,24	2042	11,28
7,30	14,0	1,87	2,00	10,80	13276	2,24	1620	10,22
8,24	8,0	1,70	2,77	6,63	12223	1,66	1986	11,46
11,68	12,6	2,63	2,30	10,22	12038	2,40	2036	14,16
7,28	9,6	1,46	3,00	9,02	9418	1,78	2580	15,08
10,02	9,2	1,93	1,60	10,55	10471	2,33	1802	11,86
11,38	9,6	2,19	2,73	8,00	9606	2,42	1419	10,76
11,06	7,6	2,27	2,40	7,85	9287	2,42	1796	12,26
9,34	5,2	1,43	2,00	6,63	7213	1,54	1517	9,32
9,70	3,8	1,73	3,02	4,65	7228	1,70	1224	8,48
13,56	5,8	1,24	1,57	6,22	9224	1,58	1742	11,40
8,14	12,6	1,64	2,25	7,85	7475	1,83	1684	10,52
9,2	7,2	1,53	3,78	6,78	6761	2,03	1423	7,92
11,38	13,8	1,62	1,97	5,55	3868	1,54	1084	6,82
10,70	11,4	1,57	2,00	5,70	3165	2,08	1649	11,84
13,46	12,6	2,20	2,20	4,05	1861	1,61	1171	10,22
16,50	8,2	1,76	1,00	2,22	2387	1,71	443	3,22
34,92	12,2	1,52	1,98	2,57	1149	1,68	353	2,92

cd. tabeli 7

1	2	3	4	5	6	7	8
45	Ziemowit	IV	0,540	-	0,94	3,12	2,54
46	Lenin	IV	0,512	0,881	1,04	5,34	0,00
47	Piast	IV	0,465	0,790	2,38	3,40	2,80
48	Makoszowy	IV	0,465	0,813	1,10	5,14	0,12
49	Powstańców Śląskich	IV	0,464	0,733	0,60	1,06	3,70
50	Jaworzno	IV	0,463	0,893	0,94	5,34	1,96
51	Halemba	IV	0,441	0,834	0,02	5,34	0,10
52	Staszic	IV	0,408	0,804	1,00	4,34	0,82
53	Marcel	V	0,239	-	1,26	6,40	1,12
54	Silesia	V	0,152	0,727	1,36	5,86	0,76
55	Siemianowice	VI	0,425	-	0,40	3,16	3,50
56	Wieczorek	VI	0,405	0,889	0,32	3,08	2,08
57	Czerwone Zagłębie	VI	0,398	0,822	0,54	2,24	2,96
58	Czerwona Gwardia	VII	0,209	-	1,26	6,00	4,32
59	Polska	VII	0,208	0,752	0,26	3,34	7,66
60	Zabrze	VIII	0,506		1,16	4,14	9,76
61	Knurów	IX	0,415		1,92	5,34	0,32
62	1 Maja	X	0,230		1,14	7,90	0,14
63	Pstrowski	XI	0,226		2,14	2,66	0,78
64	Gliwice	XII	0,062		18,06	10,96	4,46
65	Nowa Ruda	XIII	0,044		5,74	7,12	0,00
66	Viktoria	XIV	0,000		9,24	12,82	0,00

9	10	11	12	13	14	15	16	17
6,60	4,0	2,75	2,63	6,97	23417	2,77	2084	13,68
6,38	6,0	2,32	2,55	6,62	17798	2,34	1945	11,26
8,58	4,0	2,56	2,00	3,12	15756	2,46	1624	10,42
6,36	10,2	2,25	2,65	4,80	15093	2,44	2026	11,88
5,36	11,2	3,79	2,93	4,46	16169	3,44	1482	11,38
8,24	5,6	2,95	2,50	5,05	16286	2,58	1838	13,44
5,46	6,0	2,25	2,70	5,33	14869	2,38	1756	11,02
6,16	4,0	2,96	2,00	4,48	13610	3,01	1557	9,44
8,70	10,2	2,10	5,03	5,70	7679	2,33	1170	7,14
7,98	11,2	2,12	4,10	2,97	4091	2,08	640	4,40
7,06	6,6	2,92	5,00	6,18	14299	2,32	2961	25,52
5,48	5,0	2,74	5,00	4,50	12611	2,57	3019	20,56
5,74	6,4	4,65	4,02	2,60	13574	2,91	2997	25,36
11,58	3,0	2,38	3,00	5,30	7376	2,49	2309	25,60
11,26	8,0	4,08	3,00	3,68	5845	2,93	2394	19,62
6,06	6,8	2,21	5,22	10,75	19622	2,51	3293	19,78
7,58	16,8	1,69	3,05	15,23	15297	2,13	2839	15,92
9,18	9,4	1,04	2,15	9,70	8215	1,09	3370	18,70
5,58	12,0	2,17	3,77	6,17	8412	2,12	2709	17,08
33,48	23,0	0,89	4,88	12,45	4116	-	-	-
12,86	23,0	1,74	3,50	6,93	3425	2,22	1681	12,48
22,06	27,6	1,28	1,13	13,12	1948	1,62	2133	20,32

Odległość pomiędzy poszczególnymi punktami Pi (i = 1,2...N) a punktem Po obrazującym wzorzec rozwoju oblicza się według wzoru:

$$c_i = \left| \sum_{j=1}^{m} |y_{ij} - y_{oj}|^2 \right|^{1/2}$$

lub

$$c_i = \left| \sum_{j=1}^{m} |\alpha_j| y_{ij} - y_{oj}|^2 \right|^{1/2}$$

Syntetyczną miarę rozwoju di obliczono z poniższych zależności

$$di = 1 - \frac{c_i}{d_o} \quad c_o = \max c_i$$

α_j - znaczenie przypisywane j-tej cesze.

W wyróżnionych podzbiorach pozycje kopalń ustalono według malejącej wartości syntetycznej miary rozwoju di.

6.5. Określenie stopnia podobieństwa pomiędzy kopalnią zajmującą pierwsze miejsce w danym podzbiorze a kolejnymi kopalniami z danego podzbioru

Dla dwóch obiektów KWK-1 - KWK-2 miarę podobieństwa wyznaczono z zależności [93, 103]:

$$P1.2 = 1 - dk1k2$$

$$dk1k2 = \frac{1}{m} \sum_{j=1}^{m} |y_{kj}^1 - y_{kj}^2|$$

gdzie:

m - liczba cech unormowanych w macierzy wyników,

$y_{kj} = \frac{c_{kj}}{\max c_{kj}}$ - dla cech stymulant,

$y_{kj} = \frac{\min c_{kj}}{c_{kj}}$ - dla cech destymulant,

c_{kj} - j-ta cecha w macierzy wyników z k-tej kopalni.

6.6. Ustalenie dopuszczalnych przedziałów zmienności natężenia robót przygotowawczych

Do wyznaczenia dopuszczalnych przedziałów zmienności natężenia robót przygotowawczych wykorzystano wskaźnik podobieństwa kopalń. Dolny i górny kraniec przedziałów wyznaczony został z zależności

$$N^i_{min} = p^i_{l,kl} \cdot N^i_l$$

$$N^i_{max} = \frac{1}{p^i_{l,kl}} \cdot N^i_l$$

gdzie:

$p^i_{l,kl}$ - podobieństwo - l-tej kopalni w stosunku do lidera w i-tym podzbiorze,

N^i_l - natężenie robót przygotowawczych w kopalni o najwyższym mierniku rozwoju (lider) w i-tym podzbiorze,

N^i_{min} - najniższe dopuszczalne natężenie robót przygotowawczych,

N^i_{max} - najwyższe dopuszczalne natężenie robót przygotowawczych,

i - numer podzbioru.

Jeżeli $N^i_k < N^i_{min}$ lub $N^i_k > N_{max}$ można mniemać, że strategia prowadzenia robót przygotowawczych w k-tej kopalni z i-tego podzbioru wyrażana natężeniem robót przygotowawczych różni się bardziej od strategii lidera, niż wynika to z różnic warunków górniczo-geologicznych. Należy zatem określić przyczyny takiego stanu rzeczy, aby zapobiec negatywnym skutkom, które mogą się wyrażać wysokimi kosztami utrzymania robót, jeżeli $N^i_k > N_{max}$, bądź zmniejszonym wydobyciem w przyszłych okresach czasu jeżeli $N^i_k < N_{min}$.

6.7. Obliczenia numeryczne

Na podstawie procedury zaprezentowanej w pkt. 6.1 ustalony został zbiór cech diagnostycznych oraz zbiór cech do macierzy wyników. Należy tutaj dodać, że uzyskane zbiory cech są również pewnego rodzaju kompromisem między dokładnością opisu a dostępnością danych statystycznych wyrażających liczbowo rozpatrywane cechy.

Zbiór cech diagnostycznych stanowią:

- średnie nachylenia pokładów,
- średnia grubość pokładów,

Tabela 8

Ocena strategii prowadzenia robót przygotowawczych

Lp.	Kopalnie Węgla Kamiennego	Numer podzbioru	Stopień podobieństwa do lidera	Natężenie robót przygotowawczych	Natężenie minimalne	Natężenie maksymalne	Odchylenie natężenia od ustalonego przedziału
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Andaluzja	I	-	7,30	-	-	
2	Siersza	I	0,852	7,94	6,2	8,6	
3	Gottwald	I	0,857	6,76	6,3	8,5	
4	Wujek	I	0,905	5,78	6,6	8,1	-0,8
5	Śląsk	I	0,857	7,42	6,3	8,5	
6	Janina	I	0,816	7,58	6,0	8,9	
7	Bolesław Śmiały	I	0,685	7,24	5,0	10,7	
8	Pokój	I	0,906	6,04	6,6	8,1	-0,6
9	Julian	I	0,860	7,42	6,3	8,5	
10	Miechowice	I	0,833	6,04	6,1	8,8	
11	Nowy Wirek	I	0,771	5,74	5,6	9,5	
12	Mysłowice	I	0,933	5,24	6,8	7,8	-1,6
13	Komuna Paryska	I	0,766	9,34	5,6	9,5	
14	Rozbark	I	0,893	6,80	6,5	8,2	
15	Bobrek	I	0,792	5,32	5,8	9,2	-0,5
16	Dymitrow	I	0,845	8,02	6,2	8,6	
17	Sosnowiec	I	0,848	7,58	6,2	8,6	
18	Jowisz	I	0,801	10,02	5,8	9,1	+0,9
19	Kazimierz-Juliusz	I	0,799	11,20	5,8	9,1	+2,1
20	Niwka-Modrzejów	I	0,799	9,48	5,8	9,1	+0,4
21	Katowice	I	0,863	6,68	6,3	8,5	
22	Wawel	I	0,764	8,52	5,6	9,6	
23	Generał Zawadzki	I	0,875	11,86	6,4	8,3	+3,6
24	Barbara Chorzów	I	0,785	13,90	5,7	9,3	+4,6
25	Szombierki	I	0,810	8,18	5,9	9,0	

cd. tabeli 8

1	2	3	4	5	6	7	8
26	Sośnica	II	-	6,26			
27	Szczygłowice	II	0,919	7,28	5,8	6,8	+0,5
28	Jankowice	II	0,942	7,30	5,9	6,6	+0,7
29	Brzeszcze	II	0,863	8,24	5,4	7,3	+1,0
30	Moszczenica	II	0,903	11,68	5,7	6,9	+4,8
31	Rydułtowy	II	0,797	7,28	5,0	7,9	
32	Manifest Lipcowy	II	0,905	10,02	5,7	6,9	+3,1
33	Jastrzębie	II	0,887	11,38	5,6	7,1	+4,3
34	Borynia	II	0,895	11,06	5,6	7,0	+4,1
35	Chwałowice	II	0,802	9,34	5,0	7,8	+1,5
36	Murcki	II	0,735	9,70	4,6	8,5	+1,2
37	XXX-lecia PRL	II	0,806	13,56	5,0	7,8	+5,8
38	Anna	II	0,903	8,14	5,7	6,9	+1,2
39	Dębieńsko	II	0,778	9,2	4,9	8,0	+1,2
40	Rymer	II	0,791	11,38	5,0	7,0	+3,5
41	Wałbrzych	II	0,849	10,70	5,3	7,4	+3,3
42	Thorez	II	0,685	13,46	4,3	9,1	+4,4
43	Grodziec	III	-	16,50			
44	ZMP	III	0,759	34,92	12,5	20,8	+14,1
45	Ziemowit	IV	-	6,60			
46	Lenin	IV	0,881	6,38	5,8	7,5	
47	Piast	IV	0,790	8,58	5,2	8,4	
48	Makoszowy	IV	0,813	6,36	5,4	8,1	
49	Powstańców Śl.	IV	0,733	5,36	4,8	9,0	
50	Jaworzno	IV	0,893	8,24	5,9	7,4	+0,8
51	Halemba	IV	0,834	5,46	5,5	7,9	
52	Staszic	IV	0,804	6,16	5,3	8,2	
53	Marcel	V	-	8,78			
54	Silesia	V	0,727	7,98	6,4	12,1	
55	Siemianowice	VI	-	7,06			
56	Wieczorek	VI	0,889	5,48	6,3	7,9	-0,5
57	Czerwone Zagłębie	VI	0,822	5,74	5,8	8,6	-0,1
58	Czerwona Gwardia	VII	-	11,58			
59	Polska	VII	0,752	11,26	8,7	15,4	

- liczba poziomów w eksploatacji,
- liczba pokładów w eksploatacji,
- średnie wydobycie netto,
- średnia wysokość przodka,
- średnia długość frontu eksploatacyjnego,
- średnia liczba ścian czynnych.

Zbiór cech w macierzy wyników stanowiły:

- średnie wydobycie netto, znaczenie 0,5
- wydajność ogólna, znaczenie 0,2
- koszty wydobycia, znaczenie 0,3

Obliczenia prowadzono na uśrednionych danych statystycznych Przemysł Węglowy z lat 1979-1983.

Z przeprowadzonych obliczeń zawartych w tabeli 8 wynika, że w zbiorze kopalń są zarówno kopalnie, które wykazują nadmiar, jak i niedobór robót przygotowawczych.

Charakterystyczne jest, że znacznie więcej kopalń wykazuje nadmiar robót przygotowawczych - 22 kopalnie, przy 6 kopalniach z niedoborem robót przygotowawczych. Taki stan rzeczy wynika z faktu, że nadmiar robót przygotowawczych przyczynia się jedynie do wzrostu kosztów wydobycia (zamrożenie środków inwestycyjnych nadmierne w sensie ilościowym koszty drążenia i koszty utrzymania). Niedobór robót przygotowawczych może spowodować obniżenie wydobycia w przyszłych okresach czasu, co spowoduje znaczne konsekwencje dla kopalni i jej kierownictwa.

Zgodnie z wcześniejszymi sugestiami, wyniki zawarte w tabeli 8 stanowią ważną informację dla Gwarectw oraz Ministerstwa Górnictwa i Energetyki a więc jednostek zatwierdzających Plany Ruchu kopalni.

Na podstawie tych informacji można wymagać uzasadnienia takiego stanu rzeczy.

Analiza porównawcza nie wskazuje przyczyn ani skutków odchyleń, wskazuje jedynie w której kopalni i na jakim odcinku jej działalności odchylenia wystąpiły.

7. MODELE EKONOMETRYCZNE ROBOT PRZYGOTOWAWCZYCH I WYBIERKOWYCH

Roboty przygotowawcze prowadzone z odpowiednim wyprzedzeniem w stosunku do robót wybierkowych, prócz przygotowania do wybierania nowych zasobów węgla, spełniają również funkcje informacyjne o warunkach zalegania węgla. Planowanie i prowadzenie robót przygotowawczych odbywa się przy niepełnej informacji o warunkach naturalnych, w jakich będą prowadzone. W takiej sytuacji pomocne w procesie planowania mogą być modele ekonometryczne, co podkreślono szczególnie w pracy [16]. Uprzednio wykonane roboty udostępniające, dostarczają informacji o zakresach zmienności warunków naturalnych, co jest niezwykle cenne przy symulowaniu zmiennej objaśnianej na podstawie zmian w zmiennych objaśniających.

W stosunku do modelu ekonometrycznego wymagamy, aby możliwie wiernie opisywał on rzeczywistość w badanym aspekcie, a zmienne objaśniające były silnie skorelowane ze zmienną objaśnianą, cechowały się możliwie dużą zmiennością i nie były wzajemnie skorelowane.

Zasady budowy modeli ekonometrycznych, ich weryfikacji oraz zasady korzystania z modeli przy symulacji wyników są bardzo dobrze opisane, np. w pracach [5, 6, 15, 58, 76, 77, 82] w związku z tym nie podano ich pełnego opisu.

W przedmiotowej pracy do budowy modeli ekonometrycznych korzystałem z metody grafowej [6], metody opartej o integralną pojemność informacji oraz ze standardowego programu ICL 1900 ... system Mark 2.

Idea metody grafowej polega na [6]:

1. Na podstawie danych empirycznych budujemy symetryczną macierz współczynników korelacji r_{ij}

$$W = r_{ij} \quad \text{o wymiarze} \quad n \times [k + 1]$$

2. Z macierzy W wyłączamy na razie pierwszy wiersz oraz pierwszą kolumnę, pozostawiając macierz W o wymiarach k x k.
Współczynniki korelacji, dla których zachodzi relacja $|r_{ij}| \leq r^* = \min \max |r_{ij}|$ zastępujemy zerami.

3. Budujemy graf, w którym węzłami są zmienne, a wiązadłami współczynniki korelacji $r_{ij} \neq 0$. Należy wyróżnić kilka przykładów rezultatu tego postępowania.

3.1. Powstał graf spójny, co oznacza, że wszystkie wybrane zmienne są ze sobą bezpośrednio lub na zasadzie przechodniości skorelowane.

3.2. Powstało kilka grafów spójnych, co oznacza, że zbiór zmiennych podzielił się na grupy zmiennych skorelowanych ze sobą bezpośrednio lub pośrednio, podczas gdy grupy są ze sobą nieskorelowane.

3.3. Powstały grafy spójny i punkty odosobnione, czyli oprócz grup skorelowanych zmiennych występują zmienne nieskorelowane z żadną z pozostałych.

3.4. Powstały punkty odosobnione (wszystkie zmienne są między sobą nieskorelowane).

4. Określamy stopień każdego węzła g, tj. liczbę więzadeł, którymi jest on związany z innymi węzłami.

5. W każdym grafie spójnym wyróżniamy węzeł o maksymalnym g. Jeżeli w danym grafie spójnym jest kilka węzłów o takim samym maksymalnym g, to wybieramy spośród nich węzeł charakteryzujący tę zmienną, która jest najmocniej skorelowana ze zmienną objaśnianą, czyli tę, dla której r_{1j} jest maksymalne.

Ostatecznie, jako zmienne objaśniające pozostawiamy zmienne reprezentujące punkty izolowane oraz wyróżnione z grafów spójnych według kryterium g.

W metodzie opartej o integralną pojemność informacji podstawowymi pojęciami są [6, 76]:

- nośnik informacji,
- pojemność indywidualna nośnika informacji,
- pojemność integralna kombinacji nośników informacji.

Nośnikiem informacji nazywamy każdą zmienną z potencjalnego zbioru zmiennych objaśniających.

Pojemnością indywidualną nośnika informacji nazywamy wyrażenie:

$$h_{lj} = \frac{r_j^2}{1 + \sum_{i=j} r_{ij}} \qquad \begin{matrix} i,j = 1,2,\ldots,m \\ l = 1,2,\ldots,2^m-1 \end{matrix}$$

gdzie:

h_{lj} - pojemność indywidualna zmiennej wchodzącej w skład kombinacji zmiennych o numerze l,

r_j - współczynnik korelacji j-tej zmiennej ze zmienną objaśnianą,

r_{ij} - współczynnik korelacji i-tej i j-tej zmiennej objaśniającej,

m - liczba zmiennych w potencjalnym zbiorze zmiennych objaśniających.

Pojemność integralną kombinacji nośników informacji nazywamy wyrażenie będące sumą indywidualnych nośników wchodzących w skład danej kombinacji

$$Hl = \sum_{j=1}^{m_l} h_{lj}.$$

Do budowy modelu wybieramy kombinację o maksymalnej Hl.

W przedmiotowej pracy korzystano równocześnie z metody grafowej i opartej o integralną pojemność informacji.

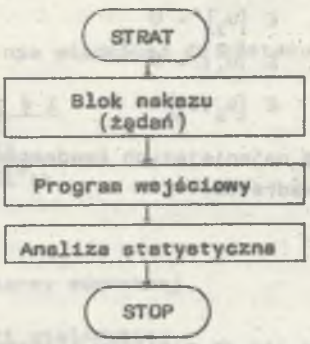
W metodzie grafowej zrezygnowano z wyboru takiego węzła wśród węzłów o maksymalnym g, który charakteryzuje się najwyższym współczynnikiem korelacji ze zmienną objaśnianą. Każdy węzeł grafu o maksymalnym g tworzył nową kombinację zmiennych objaśniających, dla której wyznaczono integralną pojemność informacji.

Do budowy modelu wybrano kombinację dla której integralna pojemność informacji była najwyższa.

7.1. Krótka charakterystyka pakietu analizy statystycznej zastosowanej do przeprowadzenia wielokrotnej analizy regresji

Do obliczeń wielokrotnej analizy regresji korzystano z programu standardowego analizy statystycznej ICL 1900 Series Statistical Analysis System Mark 2.

Ogólną strukturę programu można przedstawić graficznie następująco:



Blok nakazu określa nazwę problemu, sygnałowe urządzenie zewnętrzne oraz wymienia przewidziane do użycia zbiory.

Programu wejściowego używa się aby wykonać jedną lub kilka funkcji, z których podstawowymi są:

- wczytanie macierzy obserwacji (zmiennych),.

- obliczenie macierzy iloczynu wektorowego z danej macierzy obserwacji,
- obliczenie macierzy kowariancji z macierzy iloczynu wektorowego,
- obliczenie macierzy korelacji z macierzy kowariancji,
- wyprowadzenie obliczonych macierzy na wskazanych urządzeniach wyjściowych,
- obliczenie wartości średnich, wariancji oraz wartości maksymalnych i minimalnych,
- transformacja liniowa postaci danych zmiennych niezależnych.

Jedną z analiz statystycznych wykonywanych przez program jest wielokrotna analiza regresji.

Zakłada się w programie, że wskazana zmienna zależna może być aproksymowana za pomocą funkcji liniowej (funkcje nieliniowe należy poddać transformacji w programie wejściowym) zmiennych niezależnych. O błędach wprowadzonych przez aproksymację zakłada się, że są nieskorelowanymi zmiennymi losowymi o zerowych wartościach oczekiwanych i stałej wariancji. Stosując zapis macierzowy, założenia te przyjmują postać:

$$y = xb + u$$

gdzie:

y - wektor zmiennej zależnej,

x - macierz zmiennych niezależnych,

b - wektor współczynników regresji,

u - wektor składnika losowego

o zmiennych u_i zakłada się:

- że średnia jest zerem: $E[u_i] = 0$
- małą stałą wariancję: $E[u_i^2] = \sigma$
- są nieskorelowane: $E[u_i, u_j] = 0 \quad i \neq j.$

Program, zgodnie z metodą najmniejszych kwadratów dobiera współczynniki regresji tak, aby suma kwadratów

$$ESS = \sum u_i^2$$

osiągnęła minimum.

Analizę regresji wykonuje się na macierzy iloczynu wektorowego lub macierzy kowariancji.

Program oblicza następujące wielkości:

- współczynniki regresji b_i dla każdego kroku analizy (tzn. dla poszczególnych zmiennych włączonych aktualnie w zestaw regresji),
- ilość stopni swobody m-p (m - ilość obserwacji, p - aktualna liczba zmiennych niezależnych włączonych w zestaw regresji),

- sumę kwadratów odchyleń ESS od hiperpłaszczyzny regresji,
- błąd reszt Gp

$$GP = \sqrt{\frac{ESS}{m-p}},$$

- błąd standardowy oceny współczynnika regresji

$$G\left[\hat{b}_i\right] = Gp\sqrt{w_{ii}},$$

gdzie:

$\hat{b}$ - wektor estymatorów współczynników regresji,

w_{ii} - odpowiedni element na głównej przekątnej macierzy odwrotnej,

- przedział ufności Pi dla każdej oceny współczynnika regresji $\hat{b}_i$:

$$Pi = G\left[\hat{b}_i\right] \cdot t_{\alpha m-p}$$

gdzie:

$t_{\alpha mp}$ - wartości rozkładu t-Studenta dla m-p stopni swobody na poziomie istotności α,

- statystykę Studenta dla każdej zmiennej włączonej do zestawu według wzoru

$$t_i = \frac{\hat{b}_i}{G\left[\hat{b}_i\right]},$$

i dla każdej zmiennej nie włączonej do zestawu regresji według wzoru

$$t_i = \sqrt{\frac{[m-p-1]\ w_{ki}^2}{w_{kk}w_{ii} - w_{ki}w_{ik}}}$$

gdzie:

w_{ij} - elementy macierzy odwrotnej,

- współczynniki korelacji wielorakiej

$$R_1^2 = 1 - \frac{ESS}{\sum y^2}$$

$$R_2^2 = 1 - \frac{ESS}{\sum [y - \bar{y}]^2}$$

- współczynniki korelacji cząstkowej między zmienną zależną y a zmiennymi niezależnymi x_k

$$r_{y,x_1,\ldots,x_{k-1}} = 1 - \frac{1 - R^2_{y,x_1,x_2,\ldots,x_k}}{1 - R^2_{y,x_1,x_2,\ldots,x_{k-1}}},$$

- wartość estymowaną $\hat{y}_i$ zmiennej zależnej y,
- różnice między wartościami zmiennej zależnej y_i a wartościami estymowanymi $\hat{y}_i$

$$\hat{u}_i = y_i - \hat{y}_i,$$

- różnice pierwszego rzędu

$$\Delta i = \hat{u}_i - \hat{u}_{i-1} \qquad \text{gdzie} \quad \hat{u}_o = 0$$

- różnice drugiego rzędu

$$\Delta\Delta i = \Delta i - \Delta i-1 \qquad \text{gdzie} \quad \Delta_o = 0$$

Stosunek A wyrażony procentowo

$$A = \frac{\hat{u}_i^2}{\sum \hat{u}_i^2} \cdot 100$$

Stosunek B wyrażony procentowo

$$B = \frac{\hat{y}_i}{y_i} \cdot 100.$$

7.2. Modele ekonometryczne natężenia robót przygotowawczych

Do budowy modeli ekonometrycznych natężenia robót przygotowawczych, korzystano z uśrednionych danych statystycznych Przemysłu Węglowego z lat 1979-1983.

Potencjalny zbiór zmiennych objaśniających stanowiły:

- średnie nachylenie pokładów, α [°]
- średnia grubość pokładów, mp [m]
- liczba poziomów w eksploatacji, lpe
- liczba pokładów ogółem, lpo

- liczba pokładów w eksploatacji, lpoe
- liczba oddziałów wydobywczych, low
- średni dzienny postęp ścian, ps [m/dobę]
- średnia wysokość przodka, wp [m]
- średnia długość frontu, df [m]
- średnia liczba ścian czynnych, ls
- średnia długość ściany, ds [m]
- przeciętne zatrudnienie w ścianie, zs [osoby].

Zbiór zmiennych objaśnianych stanowiły:

- natężenie robót przygotowawczych kamiennych, N_k [m/1000 T]
- natężenie robót przygotowawczych kamienno-węglowych, N_{kw} [m/1000 T]
- natężenie robót przygotowawczych węglowych, N_w [m/1000 T]

W wyniku przeprowadzonych obliczeń otrzymano następujące modele:

$$N_k = 8{,}33 + 0{,}14\alpha - 1{,}67\ ps - 1{,}79\ wp$$

$R = 0{,}748 \qquad \varphi = 0{,}439 \qquad b_e = 102{,}86$

$$N_k = 1{,}81 - 0{,}37\ mp + 1{,}87\ ps^{-2} + 1{,}262 \cdot 10^{9}\ df^{-3} - 422{,}6\ ls^{-3}$$

$R = 0{,}959 \qquad \varphi = 0{,}079 \qquad b_e = 38{,}0$

$$N_{kw} = 14{,}3 + 0{,}085\alpha - 1{,}18\ mp - 0{,}208\ lpoe - 0{,}5\ ps - 1{,}85\ wp$$

$R = 0{,}776 \qquad \varphi = 0{,}397 \qquad b_e = 38{,}23$

$$N_{kw} = 10{,}84 - 0{,}95\ mp + 1{,}12\ ps^{-2} - 1{,}6\ wp + 3{,}89 \cdot 10^{8}\ df^{-3}$$

$R = 0{,}880 \qquad \varphi = 0{,}225 \qquad b_e = 28{,}48$

$$N_w = 1{,}05 + 1{,}435\ mp + 0{,}086\ lpoe - 0{,}156\ low - 0{,}895\ wp$$

$R = 0{,}702 \qquad \varphi = 0{,}506 \qquad b_e = 70{,}22$

$$N_w = 2{,}21 + 1{,}02\ mp - 0{,}0234\ ds + 6{,}283 \cdot 10^{5}\ zs^{-3}$$

$R = 0{,}822 \qquad \varphi = 0{,}324 \qquad b_e = 56{,}53$

W powyższych modelach istotne znaczenie ma postęp ścian dla którego wyznaczone modele ekonometryczne mają postać

$$p_s = 1,59 - 0,048\alpha - 0,0378\ mp + 0,06\ lk + 0,248\ wp$$

$R = 0,671 \qquad \varphi = 0,559 \qquad b_e = 24,28$

gdzie:

lk - liczba kombajnów ścianowych.

$$p_s = - 0,13 - 0,0414\alpha + 0,0172\ wm + 0,00987\ zs$$

$R = 0,756 \qquad \varphi = 0,427 \qquad b_e = 22,45$

gdzie:

wm - wskaźnik mechanicznego wybierania.

Występującą w modelu natężenia robót przygotowawczych węglowych liczbę oddziałów wydobywczych można znacznie zmniejszyć przez wzrost wydobycia ze ścian.

Model ekonometryczny średniego wydobycia ze ściany przyjmuje postać:

$$Q_s = -1801,5 + 345,7\ wp + 8,43\ ds + 4,27\ zs$$

$R = 0,872 \qquad \varphi = 0,239 \qquad b_e = 21,64$

Z przedstawionych modeli ekonometrycznych natężenia robót przygotowawczych wynika, że ograniczenie ilości robót przygotowawczych a tym samym i ich natężenia można uzyskać przez:

- wzrost mechanizacji wybierania (wskaźnik wm i lk),
- wzrost zatrudnienia w ścianach, co z punktu widzenia organizacji produkcji należy rozumieć jako wzrost liczby zmian produkcyjnych (zs),
- wydłużenie ścian (ds),
- wybieranie na całą grubość pokładu (wp).

Wśród czynników niesterownych występujących w modelach szczególne miejsce zajmują: kąt nachylenia pokładów i średnia grubość pokładów. Górnictwo węglowe schodzi z eksploatacją na coraz większe głębokości, gdzie występują pokłady cienkie i nachylone. Należy zatem czynnikami sterownymi ograniczyć wpływ tych niekorzystnych zmian w warunkach naturalnych.

Biorąc pod uwagę osiągnięty poziom mechanicznego wybierania dalszy postęp w tym zakresie jest możliwy przez upowszechnienie układów wielokombajnowych. Problem ten, jak również zagadnienia związane z organizacją wybierania, będą przedmiotem analizy w dalszej części pracy.

W tabelach 9.1-9.11 podano statystyczną charakterystykę zmiennych objaśniających występujących w modelach ekonometrycznych. Umożliwia to symulację i wyznaczenie wielkości zmiennych objaśnianych. Występujące w modelach współczynniki regresji są stałe jedynie w ustalonych w tabelach zakresach zmienności zmiennych objaśniających.

7.3. Prognozowania ilości robót przygotowawczych z wykorzystaniem łańcuchów Markowa

Racjonalność decyzji związanych z ilością i rodzajem robót przygotowawczych, jakie należy wykonać w czasie wynikającym z horyzontu planu, zależy od ilości i jakości informacji jaką dysponuje decydent. Rozpoznanie warunków zalegania pokładów przewidzianych do eksploatacji pozwala wykorzystać modele ekonometryczne robót przygotowawczych do symulacji ilości i rodzaju robót przygotowawczych, stanowią więc one jedno ze źródeł informacji. Innym nie mniej ważnym źródłem informacji jest analiza porównawcza, gdy do podziału i grupowania kopalń wprowadzimy warunki, w jakich przyjdzie nam prowadzić eksploatację. Kolejnym źródłem informacji są prognozy ilości i rodzaju robót przygotowawczych. Z uwagi na to, że ilości i natężenia robót przygotowawczych kamiennych, kamienno-węglowych i węglowych są wzajem skorelowane do wyznaczenia wielkości prognozowanych wykorzystano łańcuchy Markowa.

Opis metody

Załóżmy, że określoną strukturę robót przygotowawczych tworzy R części składowych ($i = 1,2,\ldots,R$) i że bada się jej zmiany w S jednostkach czasowych ($t = 1,2,\ldots,S$).

Współczynnik udziału j-tego składnika struktury zdefiniowano wzorem:

$$Y_{j(t)} = \frac{Y_{j(t)}}{\sum_{j=1}^{R} Y_{j(t)}} \qquad (j = 1,2,\ldots,R \quad t = 1,2,\ldots,S)$$

gdzie:

$Y_{j(t)}$ - oznacza wielkość j-tego składnika struktury w okresie t, np. ilość robót przygotowawczych kamiennych.

Dysponując pełnymi danymi o składnikach struktury za okres równy S jednostkom czasowym, można zbudować tablicę współczynników struktury w ujęciu dynamicznym. Uważam, że w odniesieniu do przedstawionej struktury najwłaściwszym typem procesu stochastycznego jest niejednorodny łańcuch Markowa o skończonej liczbie R stanów, nazywanych gałęziami w dalszej części opracowania, parametr czasowy t procesu (kolejne miesiące) przybiera nieujemne wartości 0, 1, 2,... .

Szacowanie parametrów takiego niejednorodnego łańcucha Markowa (dla t odnoszącego się zarówno do przeszłości jak i do przyszłości) dokumentuje się w dwu etapach.

Etap pierwszy polega na estymacji parametrów modelu jednorodnego łańcucha Markowa w oparciu o dostępne informacje z przeszłości. Wyniki tej

estymacji posłużą w etapie drugim do oszacowania parametrów modelu łańcucha niejednorodnego. Do oszacowania jednorodnego łańcucha Markowa wykorzystano $R + 2$ wektorów o składowych $Y_{j(t)}$ $(j = 1,2,\ldots,R)$ pochodzących z $R + 2$ kolejnych jednostek czasu t (miesięce).

Mając zatem dane S takich wektorów możemy dokonać estymacji parametrów $S-R-1$ modeli niejednorodnych łańcuchów Markowa.

Oszacowanie modelu łańcucha jednorodnego

Model łańcucha jednorodnego ma następującą zwartą postać

$$Y = XP + U$$

i można go traktować jako wielorównaniowy prosty model ekonometryczny składający się z R równań typu

$$y_j = x_j \cdot p_j + u_j \qquad j = 1,2,\ldots,R,$$

gdzie:

$$y_j = \begin{bmatrix} y_j(1) \\ y_j(2) \\ \cdot \\ \cdot \\ y_j(T) \end{bmatrix}; \quad x_j = \begin{bmatrix} y_1(0) & y_2(0) & \cdots & y_R(0) \\ y_1(1) & y_2(1) & \cdots & y_R(1) \\ \cdots & \cdots & \cdots & \cdots \\ y_1(T-1) & y_2(T-1) & & y_R(T-1) \end{bmatrix}$$

$$p_j = \begin{bmatrix} p_{1\,j} \\ p_{2\,j} \\ \cdot \\ \cdot \\ p_{R\,j} \end{bmatrix}; \quad u_j = \begin{bmatrix} u_j(1) \\ u_j(2) \\ \cdot \\ \cdot \\ u_j(T) \end{bmatrix}$$

Model musi spełniać następujące warunki

$$\sum_{j=1}^{R} y_{j(t)} = 1 \qquad (t = 0,1,\ldots,T \quad T = R + 1)$$

$$p_{ij} \geq 0 \qquad (i,j, 1,2,\ldots,R)$$

$$\sum_{j=1}^{R} p_{ij} = 1 \qquad (i = 1,2,\ldots,R)$$

oraz czynić zadość założeniom o wartości oczekiwanej zmiennej losowej $u_{j(t)}$

$$E\left[u_{j(t)}\right] = 0$$

i odpowiednich wariancjach i kowariancjach danych wzorem

$$E\left[u_{i(t)}u_{j(S)}\right] = \begin{cases} w_{ij} & \text{dla } t = S \quad (i,j = 1,2,\ldots,R) \\ 0 & \text{dla } t \neq S \quad (t,S = 1,2,\ldots,T) \end{cases}$$

Współczynniki p_{ij} oznaczają prawdopodobieństwo przejścia ze stanu i do stanu j w ciągu jednego miesiąca i są niezależne od czasu t. Natomiast model łańcucha niejednorodnego zakłada zmienne prawdopodobieństwa przejścia $p_{ij(t)}$ i w konsekwencji macierzy tych prawdopodobieństw są różne dla różnych wartości t. Oszacowanie modelu łańcucha jednorodnego oznacza estymację wektora p. Wykorzystujemy warunkowy estymator prawdopodobieństw przejścia p_{ij}, gdyż estymator bezwarunkowy nie nakłada żadnych warunków na p_{ij}. Wektor p uzyskuje się w wyniku rozwiązania następującego zadania

$$\min \left[y - X_p\right]^T \left[y - X_p\right]$$

przy warunkach $Gp = 1; \quad p \geq 0.$

Do rozwiązania tak sformułowanego zadania wykorzystano metodę Hooka Jeevesa

gdzie:

$G = 1^T \otimes I$ - macierz o wymiarach $R \times R^2$,

1 - wektor o wymiarach $R \times 1$ złożony z jedynek,

I - macierz jednostkowa stopnia R.

Za pomocą oszacowanej macierzy przejścia P dla łańcucha jednorodnego można wyznaczyć prognozę struktury i ilości robót przygotowawczych dla $t > T$, przy założeniu, że w okresie wykraczającym poza dostępne informacje nie wystąpią zasadnicze zmiany dotychczasowych tendencji.

Założenie takie jest do przyjęcia jedynie dla stosunkowo krótkich okresów czasu, np. $t + 1$.

W szczególności więc najbardziej uzasadnione jest wyznaczanie za pomocą P prognozy ilości robót przygotowawczych na $T + 1$ miesięcy. Prognozę P otrzymuje się jako strukturę teoretyczną liczoną według wzoru:

$$\tilde{D}(t) = D(t-1)\tilde{P} \qquad (t = 1,2,\ldots,T)$$

$$\tilde{D}p(T+1) = D(T)\tilde{P}$$

gdzie:

$$D(t) = \left[y_1(t), y_2(t), \ldots, y_R(t)\right] \quad (t = 0,1,2,\ldots,T)$$

$\tilde{D}p$ - oznacza prognozę uzyskaną na podstawie założenia o jednorodności łańcucha Markowa.

Odpowiednie prognozy struktury dla następujących okresów oblicza się jako:

$$\tilde{D}p(t) = \tilde{D}(t-1)\tilde{P} = D(T) \cdot \tilde{p}^{t-T} \qquad t > T$$

gdzie:

$\tilde{p}^{t-T}$ - oznacza iloczyn (t-T) i macierzy $\tilde{P}$.

Estymacja niejednorodnego łańcucha Markowa

Model niejednorodnego łańcucha Markowa można dla rozpatrywanego problemu zapisać skrótowo:

$$y_j(t) = \sum_{i=1}^{R} y_i(t-1)p_{ij}(t) + u_j(t) \qquad (i,j = 1,2,\ldots,R;\ t = 1,2,\ldots)$$

Zasadnicza różnica w porównaniu z łańcuchem jednorodnym polega na wprowadzeniu zmiennych (względem t) prawdopodobieństw.

Estymacja niejednorodnego łańcucha Markowa polega na wyznaczeniu dla każdego t oszacowań odrębnych macierzy przejścia

$$P(t) = \left[p_{ij}(t)_{RxR}\right].$$

Dla wszystkich elementów macierzy przejścia $\tilde{P}k$ poza elementami z ostatniej kolumny budujemy model tendencji rozwojowej

$$\tilde{p}_{ij}(k) = g_{ij}\left[f_{ij}(k)\,\xi k\right] \qquad k = 1,2,\ldots,S-R-1;\quad i = 1,2,\ldots,R,\quad j = 1,2,\ldots,R-1$$

gdzie:

$f_{ij}(k)$ - oznacza funkcję trendu o dowolnej postaci analitycznej,

ξk - jest składnikiem losowym modelu,

g_{ij} - określa rodzaj powiązania między $f_{ij}(k)$ a ξk.

Wybór rodzaju funkcji trendu f_{ij} zależy od obrazu graficznego punktów

$$p_{ij}^{(k)} \qquad (k = 1,2,\ldots,S-R-1)$$

Dla rozpatrywanej sytuacji wybrana została funkcja hiperboliczna. Po oszacowaniu modelu określamy elementy macierzy przejścia P(t) dla niejednorodnego łańcucha Markowa jako:

$$p_{ij}(T+k) = \hat{f}_{ij}(k) \quad k = 1,2,\ldots,S-T,\ldots \quad i = 1,2,\ldots,R, \quad j = 1,2,\ldots,R-1)$$

gdzie $T = R + 1$

oraz

$$p_{iR}(t) = 1 - \sum_{j=1}^{R-1} p_{ij}(t) \qquad t = T+1, T+2,\ldots,S)$$

Zgodnie z zasadą przyjętą dla przypadku łańcucha jednorodnego prognozę Dp(t) strukturę i ilość robót przygotowawczych w roku $t > S-1$ obliczamy jako

$$Dp(S) = D(S-1)\,P(S-R-1).$$

Przyjęto założenie, że błędy prognozy struktury tworzą (jak i same prognozy) niejednorodny łańcuch Markowa.

Do ich wyznaczenia zastosowano następujący tok postępowania:

1. Obliczamy prognozy struktury dla okresów T+1,T+2,...,S-1 za pomocą wektorów D(t) z okresów poprzedzających oraz macierzy $\tilde{P}k$ przyporządkowanych do danych okresów. Obliczamy zatem S-R-2 prognoz struktury robót przygotowawczych postaci:

$$\tilde{D}p(T+k) = D(T+k-1)\tilde{P}_k \qquad k = 1,2,\ldots,S-T-1$$

gdzie:

$\tilde{D}p$ - prognoza struktury robót przygotowawczych,

D - struktura rzeczywista.

2. Wyznaczamy empiryczny błąd średni predykcji dla każdej "gałęzi", tj. dla każdego rodzaju robót przygotowawczych

$$c_i = \sqrt{\frac{1}{S-T-1} \sum_{t=T+1}^{S-1} e_i^2(t)} \qquad (i = 1,2,\ldots,R)$$

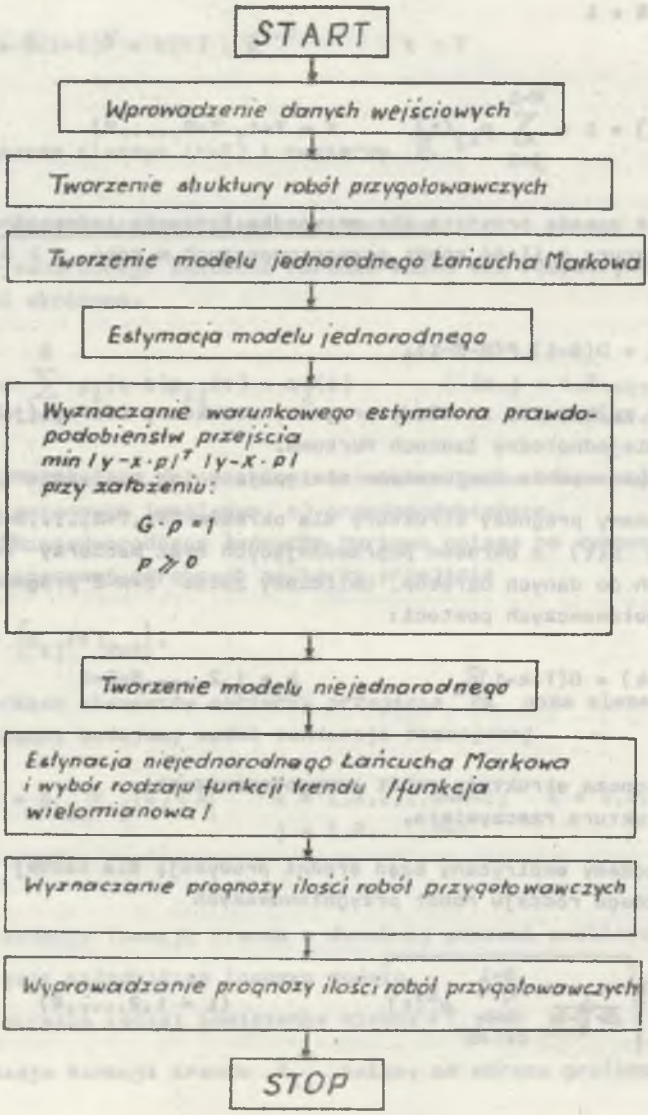
gdzie:

$e_i(t)$ oznacza i-ty element wektora.

$e(t) = \tilde{D}p(t) - D(t), \qquad (t = T+1, T+2, \ldots, S-1)$

c_i - określa przeciętne odchylenie prognoz od realizacji w okresach (miesiącach) T+1,T+2,...,S-1.

Kolejne etapy wyznaczania wielkości prognozowanych przedstawia schemat.



Metoda Hooka i Jeevesa

W metodzie Hooka i Jeevesa informacje wejściowe stanowią:

x^o - dowolnie wybrany punkt startowy,

$[d^1, d^2, \ldots, d^n]$ - baza wyjściowa utworzona z wzajemnie ortogonalnych wektorów,

τ - początkowa długość kroku,

β - współczynnik korekcyjny zmniejszający τ; $0 < \beta < 1$,

ε - wymagana dokładność obliczeń minimum,

n - liczba zmiennych niezależnych.

Algorytm obliczeń

Etap próbny

1) podstaw $k = 1$ oraz oblicz w punkcie x^o wartość funkcji $g_o \Leftarrow f(x_o)$.

2) Wzdłuż kierunku d^k wykonaj krok próbny

$$x^k = x^{k-1} + \tau d^k$$

oraz oblicz wartość funkcji w tym punkcie $g \Leftarrow f(x^k)$.

3) Zbadaj czy krok był pomyślny, tzn. czy $g < g_o$. Jeśli tak, to podstaw g w miejsce g_o oraz przejdź do wykonania punktu (6), natomiast jeśli nie, to (4).

4) Wykonaj krok próbny w przeciwnym kierunku:

$$x^k = x^k - 2\tau d^k$$

oraz oblicz wartość funkcji w tym nowym punkcie

$$g \Leftarrow f(x^k)$$

5) Zbadaj czy ten krok był pomyślny. Jeśli tak, to podstaw g w miejsce g_o oraz przejdź do wykonania punktu (6), natomiast w przeciwnym razie pozostaw bieżący punkt bez zmian, tzn. podstaw x^{k-1} w miejsce x^k.

6) Zbadaj czy wykonano kroki we wszystkich kierunkach ortogonalnej bazy, tzn. czy $k = n$. Jeśli nie, to podstaw $k = k+1$ oraz powtórz czynności od punktu (2), natomiast jeśli tak, to (7).

7) Zbadaj czy w wykonanym cyklu poszukiwania wystąpiły kroki pomyślne, tzn. czy $f(x_{BO}) > f(x^k)$, przy czym w pierwszej iteracji $x_{BO} = x^o$. Jeśli tak, to podstaw x^k w miejsce x_B, który nazywany jest punktem bazowym oraz przejdź do wykonania etapu roboczego, w przeciwnym razie (8).

Tabela 8.1

Dane wejściowe i wielkości prognozowane ilości robót przygotowawczych w KWK-1

		Dane wejściowe											
	t	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Roboty przygotowawcze kamienne	m	208	95	143	104	54	60	82	130	141	167	133	134
	%	0,202	0,073	0,103	0,073	0,037	0,036	0,058	0,076	0,078	0,117	0,085	0,087
Roboty przygotowawcze kamienno-węglowe	m	262	416	587	552	421	588	516	520	609	1003	1067	1162
	%	0,254	0,320	0,422	0,387	0,289	0,348	0,367	0,305	0,338	0,705	0,687	0,754
Roboty przygotowawcze węglowe	m	560	791	661	771	983	1041	808	1055	1053	252	354	246
	%	0,544	0,607	0,475	0,540	0,674	0,616	0,575	0,619	0,584	0,177	0,228	0,159
Wielkości prognozowane	t	1	2	3	4								
Roboty przygotowawcze kamienne	m	120	97	115	105								
	%	0,116	0,075	0,083	0,074								
Roboty przygotowawcze kamienno-węglowe	m	372	509	579	580								
	%	0,361	0,392	0,412	0,407								
Roboty przygotowawcze węglowe	m	538	695	703	740								
	%	0,523	0,534	0,505	0,519								

Tabela 8.2

Dane wejściowe i wielkości prognozowane ilości robót przygotowawczych w KWK-2

		Dane wejściowe											
	t	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Roboty przygotowawcze kamienne	m	267	181	159	234	243	192	208	190	179	152	170	168
	%	0,395	0,239	0,216	0,291	0,302	0,275	0,258	0,261	0,261	0,211	0,237	0,261
Roboty przygotowawcze kamienno-węglowe	m	332	415	448	352	387	406	480	325	224	458	387	356
	%	0,490	0,545	0,608	0,438	0,481	0,582	0,596	0,446	0,327	0,634	0,540	0,554
Roboty przygotowawcze węglowe	m	78	165	130	217	174	100	117	213	283	112	160	119
	%	0,115	0,216	0,176	0,271	0,217	0,143	0,146	0,293	0,412	0,155	0,223	0,185

Wielkości prognozowane	t	1	2	3	4
Roboty przygotowawcze kamienne	m	183	197	186	219
	%	0,271	0,260	0,253	0,273
Roboty przygotowawcze kamienno-węglowe	m	339	404	392	422
	%	0,501	0,532	0,532	0,526
Roboty przygotowawcze węglowe	m	153	158	161	170
	%	0,227	0,208	0,215	0,201

Tabela 8.3

Dane wejściowe i wielkości prognozowane ilości robót przygotowawczych w KWK-3

		Dane wejściowe											
	t	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Roboty przygotowawcze kamienne	m	361	332	211	145	247	263	133	52	112	136	197	145
	%	0,183	0,162	0,097	0,071	0,119	0,127	0,067	0,025	0,057	0,075	0,107	0,100
Roboty przygotowawcze kamienno-węglowe	m	798	764	1500	1034	930	890	1115	1143	1403	1349	1132	1126
	%	0,403	0,374	0,692	0,505	0,447	0,430	0,563	0,560	0,711	0,739	0,615	0,777
Roboty przygotowawcze węglowe	m	819	949	458	867	903	916	732	847	458	340	513	179
	%	0,414	0,464	0,211	0,424	0,434	0,443	0,370	0,415	0,232	0,186	0,287	0,123
Wielkości prognozowane	t	1	2	3	4								
Roboty przygotowawcze kamienne	m	257	260	161	176								
	%	0,130	0,127	0,074	0,086								
Roboty przygotowawcze kamienno-węglowe	m	1060	1096	1271	1164								
	%	0,536	0,536	0,586	0,569								
Roboty przygotowawcze węglowe	m	661	689	736	704								
	%	0,334	0,337	0,339	0,345								

8) O ile nie zostało spełnione kryterium na minimum, zbadaj czy realizowana iteracja jest pierwszą iteracją. Jeśli tak, to zmień punkt startwy x^o i powtórz czynności od punktu (1), jeśli natomiast nie, to powróć do poprzednio poszukiwanego obszaru w myśl zasady $x^o = x_{BO}$, zmniejsz długość kroku o β tzn. $\tilde{\varepsilon} = \beta\tilde{\varepsilon}$ oraz rozpocznij wykonywanie procedury od punktu (1).

Etap roboczy

1) Wykonaj krok roboczy według reguły

$$x^o = x_B + (x_B - x_{BO}) = 2x_B - x_{BO}$$

2) Podstaw x_B w miejsce x_{BO} oraz wróć do realizacji etapu próbnego.

Obliczenia kończymy wtedy, gdy aktualna długość kroku $\tilde{\varepsilon}$ będzie mniejsza od założonej liczby ε.

W oparciu o przygotowany program na ODRE - 1325 na podstawie danych o ilości robót przygotowawczych z trzech kopalń Gwarectwa Zabrzańskiego wyznaczono prognozy ilości robót przygotowawczych. Dane wejściowe i wielkości prognozowane zawarte są w tabelach 8.1, 8.2, 8.3.

7.3.1. Wykorzystanie modeli rekurencyjnych do prognozowania natężenia robót przygotowawczych

W modelach rekurencyjnych rolę zmiennej objaśnianej może pełnić zmienna objaśniana opóźniona w czasie.

Dla analizowanego okresu 1980-1983 uzyskano następujące modele rekurencyjne:

$$N_{k81} = 0{,}76 + 0{,}61\ N_{k80}$$
$$R = 0{,}930 \qquad \varphi = 0{,}130$$

$$N_{k82} = 1{,}82 + 0{,}88\ N_{k81}$$
$$R = 0{,}980 \qquad \varphi = 0{,}030$$

$$N_{k83} = 0{,}19 + 0{,}87\ N_{k82}$$
$$R = 0{,}940 \qquad \varphi = 0{,}103$$

$$N_{kw81} = 0{,}76 + 0{,}89\ N_{kw80}$$
$$R = 0{,}911 \qquad \varphi = 0{,}170$$

$$N_{kw82} = 0{,}61 + 0{,}89\ N_{kw81}$$
$$R = 0{,}963 \qquad \varphi = 0{,}061$$

$$N_{kw83} = 0{,}69 + 0{,}90\ N_{kw82}$$
$$R = 0{,}949 \qquad \varphi = 0{,}090$$

$$N_{w81} = 0,17 + 0,84\ N_{w80}$$
$$R = 0,920 \qquad \varphi = 0,164$$

$$N_{w82} = 0,16 + 0,79\ N_{w81}$$
$$R = 0,932 \qquad \varphi = 0,131$$

$$N_{w83} = 0,07 + 0,93\ N_{w82}$$
$$R = 0,921 \qquad \varphi = 0,153$$

Prezentowane wyniki potwierdzają wyniki uzyskane przy szacowaniu funkcji trendu, a mówiące o zmniejszaniu się ilości robót przygotowawczych. Współczynniki występujące przy zmiennych objaśnianych są mniejsze od jedności i są w przybliżeniu równe dla danej grupy robót.

7.3.2. Statystyczna charakterystyka zmiennych objaśniających i objaśnianych

Tabela 9.1

Średnie nachylenie pokładów α [°]

Lata	Wielkość minimalna	Wielkość maksymalna	Rozstęp	Średnia arytmetyczna	Odchylenie standardowe	Współczynnik zmienności
Symbol	$x_{i\ min}$	$x_{i\ max}$	R_o	x_i	$O_{s\ xi}$	$w_{z\ xi}$
1	2	3	4	5	6	7
1979	0	33,-	33,-	8,7	5,4	61,8
1980	3,0	29,-	26,-	8,97	5,02	55,94
1980	3,0	28,-	25,-	9,-	5,13	57,18
1982	3,0	29,-	26,-	8,7	4,69	53,89
1983	2,0	33,-	31,-	8,52	5,13	60,27

Tabela 9.2

Średnia grubość pokładów mp [m]

1	2	3	4	5	6	7
1979	0,0	8,08	8,08	2,7	1,36	49,5
1980	0,8	6,37	5,57	2,79	1,25	44,65
1981	0,91	7,09	6,18	2,75	1,19	43,09
1982	0,87	6,6	5,73	2,76	1,22	44,04
1983	0,87	6,89	6,02	2,78	1,25	44,98

Tabela 9.3

Liczba kombajnów ścianowych lk [sztuki]

1	2	3	4	5	6	7
1979	0,0	27,-	27,-	11,5	5,45	47,4
1980	0,0	26,-	26,-	10,94	5,66	51,73
1981	0,0	26,-	26,-	10,86	5,43	49,98
1982	0,0	30,-	30,-	11,0	6,1	55,15
1983	0,0	27,-	27,-	11,17	6,17	55,22

Tabela 9.4

Wskaźnik mechanicznego wybierania wm [%]

1	2	3	4	5	6	7
1979	0,0	100,-	100,-	92,3	16,8	18,2
1980	40,83	100,-	59,17	94,5	11,09	11,74
1981	11,99	100,-	88,01	93,5	14,76	15,79
1982	15,4	100,-	84,6	93,1	22,6	16,12
1983	25,84	100,-	74,16	93,0	14,3	15,42

Tabela 9.5

Postęp ścian ps [m]

1	2	3	4	5	6	7
1979	0,0	3,2	3,2	2,02	0,64	31,7
1980	0,0	3,05	3,05	1,99	0,61	30,52
1981	0,0	3,23	3,23	1,88	0,614	32,69
1982	0,0	3,64	3,64	1,95	0,68	34,79
1983	0,0	3,23	3,23	1,93	0,70	36,12

Tabela 9.6

Średnia wysokość przodka wp [m]

1	2	3	4	5	6	7
1979	0,0	3,2	3,2	2,3	0,63	27,2
1980	0,0	3,49	3,49	2,4	0,58	24,41
1981	0,0	3,56	3,56	2,4	0,59	24,63
1982	0,0	3,68	3,68	2,4	0,60	24,79
1983	0,0	3,60	3,60	2,42	0,58	24,04

Tabela 9.7

Średnia długość ściany ds [m]

1	2	3	4	5	6	7
1979	102,-	190,-	88,-	145,-	19,6	13,7
1980	93,-	187,-	94,-	144,-	20,95	14,52
1981	83,-	180,-	97,-	145,3	22,5	15,46
1982	82,-	186,-	104,-	141,-	22,2	15,76
1983	84,-	182,-	98,-	142,-	22,9	16,17

Tabela 9.8

Średnie zatrudnienie w ścianie zs [osoby/dobę]

1	2	3	4	5	6	7
1982	28,3	174,5	146,2	84,2	32,1	38,08
1983	30,2	157,2	127,-	82,-	30,7	37,47

Tabela 9.9

Średnie wydobycie ze ściany Qs [T/doba]

1	2	3	4	5	6	7
1979	124,-	2049,-	1925,-	948,-	409,-	41,1
1980	112,-	1837,-	1725,-	904,-	385,-	45,28
1981	95,-	1826,-	1731,-	891,-	400,6	44,97
1982	79,-	2082,-	2003,-	919,-	439,-	47,75
1983	76,-	1716,-	1640,-	904,-	432,-	47,83

Tabela 9.10

Średnie wydobycie z 1 m długości ściany Qsd [T/doba,m]

1	2	3	4	5	6	7
1979	1,2	13,-	11,8	6,5	2,64	40,6
1980	1,1	12,5	11,4	6,2	2,5	40,27
1981	0,8	12,9	12,1	6,0	2,5	41,47
1982	0,7	12,5	11,8	6,4	2,76	43,25
1983	0,7	14,5	13,8	6,3	2,99	47,17

Tabela 9.11

Średnie wydobycie z 1 m^2 powierzchni ściany Qsp [T/doba,m^2]

1	2	3	4	5	6	7
1979	0,7	5,4	4,7	2,7	0,98	35,8
1980	0,6	4,0	3,4	2,55	0,87	33,93
1981	0,6	4,1	3,5	2,46	0,865	35,19
1982	0,4	4,8	4,4	2,6	1,0	38,79

Statystyczna charakterystyka natężenia robót przygotowawczych

Tabela 10.1

Natężenie robót przygotowawczych kamiennych Nk

Rok	Wielkości minimalne	Wielkości maksymalne	Średnie arytmetyczne	Odchylenia standardowe	Współczynniki zmienności
1	2	3	4	5	6
1980	0,10	38,0	2,30	5,1	222,9
1981	0,10	19,5	2,15	3,3	154,8
1982	0,10	17,2	2,07	3,0	143,7
1983	0,20	18,5	1,99	2,73	137,3

Tabela 10.2

Natężenie robót przygotowawczych kamienno-węglowych Nkw

1	2	3	4	5	6
1980	0,0	26,1	5,27	3,8	72,6
1981	0,5	25,9	5,44	3,73	68,6
1982	0,3	22,5	5,44	3,41	62,8
1983	0,3	18,1	5,59	3,22	57,6

Tabela 10.3

Natężenie robót przygotowawczych węglowych Nw

1	2	3	4	5	6
1980	0,0	12,5	2,38	2,36	98,8
1981	0,0	9,1	2,18	2,14	98,5
1982	0,0	7,5	1,88	1,82	97,0
1983	0,0	6,5	1,80	1,82	101,1

7.4. Modele ekonometryczne wydobycia z wyrobisk wybierkowych

Dominującymi wyrobiskami wybierkowymi w kopalniach węgla kamiennego są wyrobiska ścianowe. Na tym etapie badań zbiór zmiennych objaśnianych stanowiły:

- średnie wydobycie ze ściany Qs [T/dobę],
- średnie wydobycie z 1 m długości ściany Qsd [T/dobę],
- średnie wydobycie z 1 m^2 powierzchni ściany QsP [T/dobę].

Zbiór zmiennych objaśniających istotnie, na poziomie $\alpha = 0,05$, skorelowanych ze zmiennymi objaśnianymi stanowiły:

- średnie nachylenie pokładów, α
- liczba kombajnów ścianowych, lk
- średnia grubość pokładów, mp
- wskaźnik mechanicznego wybierania, wm
- postęp ścian, ps
- średnia wysokość przodka, wp
- średnia długość ściany, ds
- średnie zatrudnienie w ścianie, zs

Zweryfikowane modele zmiennych objaśnianych przedstawiają się następująco:

$$Qs = -1801,5 + 545,7\ wp + 8,43\ ds + 4,27\ zs$$

$$R = 0,872 \qquad \varphi = 0,239$$

$$Qs = -528 + 414,8\ ps + 2,44\ ds + 3,49\ zs$$

$$R = 0,882 \qquad \varphi = 0,221$$

$$Qs = -1213 + 12,8\ wm + 138,3\ wp + 7,22\ zs$$

$$R = 0,801 \qquad \varphi = 0,357$$

$$Qsd = -2,6 - 0,153\ \alpha + 0,04\ wm + 1,024\ wp + 0,049\ zs$$

$$R = 0,845 \qquad \varphi = 0,285$$

$$Qsd = -0,656 + 0,0366\ wm + 2,72\ ps - 0,0296\ ds + 0,031\ zs$$

$$R = 0,898 \qquad \varphi = 0,192$$

$$Qsp = -1,04 + 0,012\ wm + 1,07\ ps + 0,00495\ zs$$

$$R = 0,876 \qquad \varphi = 0,231$$

$$ps = -0,13 - 0,0414\ \alpha + 0,0172\ wm + 0,00987\ zs$$

$$R = 0,756 \qquad \varphi = 0,427$$

W prezentowanych modelach zmiennymi decyzyjnymi są:

- długość ściany, ds
- średnie zatrudnienie w ścianie, zs
- wysokość przodków, wp

Celem zwiększenia efektów produkcyjnych należy dążyć do znaczących przyrostów w tych zmiennych.

Długości ścian i wysokości przodków stanowią zmienne decyzyjne o ograniczonym zasięgu. Wysokość przodka może być co najwyżej równa grubości pokładu a długości ścian są bardzo często ograniczone warunkami naturalnymi.

W praktyce górniczej przyjęto przyjmować 200 metrów, jako graniczną długość ściany.

Zagadnienie średniego zatrudnienia w ścianie zs zawiera w sobie dwa problemy, tj. zatrudnienie na zmianach produkcyjnych (obłożenie ściany) i na zmianie konserwacyjno naprawczej oraz liczbę zmian produkcyjnych.

Możliwą do zagospodarowania liczbę zmian produkcyjnych nz można wyznaczyć z zależności

$$nz = \frac{24 - Tnk}{Tp}$$

gdzie:

nz - liczba zmian produkcyjnych,

Tnk - czas przeznaczony na naprawy i konserwacje [h]

Tnk = f(Znk, lznk).

Czas przeznaczony na naprawy i konserwacje jest uzależniony od zakresu napraw i konserwacji Znk i liczby pracowników zatrudnionych przy tych pracach lznk.

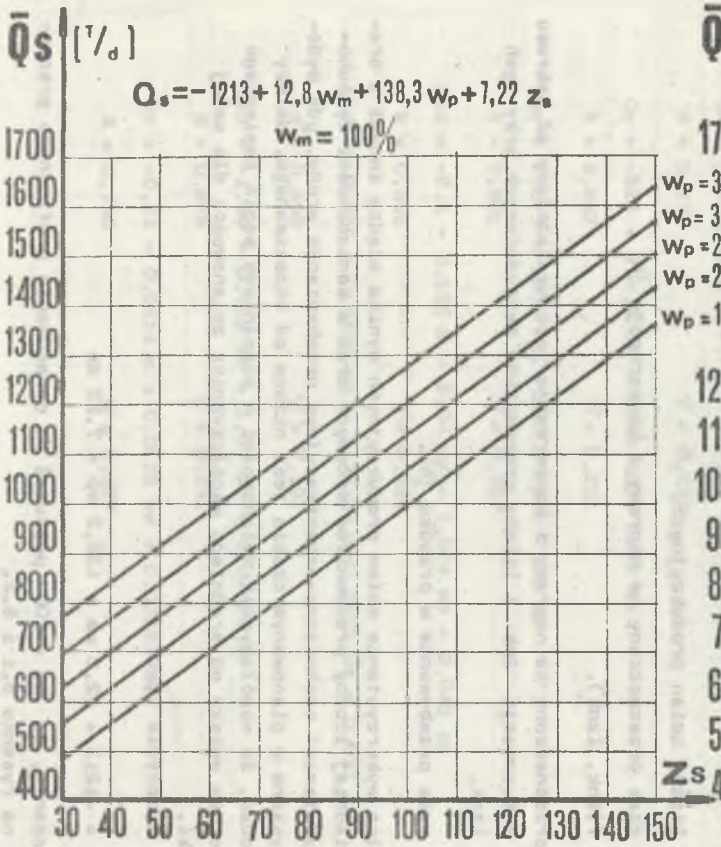
Tp - czas przebywania w przodku [h].

Niepełne wykorzystanie zmian produkcyjnych wynika między innymi z braku odpowiedniej liczby pracowników dołowych oraz z konieczności dysponowania "nadmiarem" techniczno-organizacyjnym uruchamianym wtedy, gdy wydobycie uzyskane w planowanym czasie jest niższe od oczekiwanego. Należy jednak dodać, że współczynnik zmianowości w kopalniach węgla kamiennego jest znacznie wyższy od średniego współczynnika zmianowości dla całej gospodarki.

Model wydobycia typu

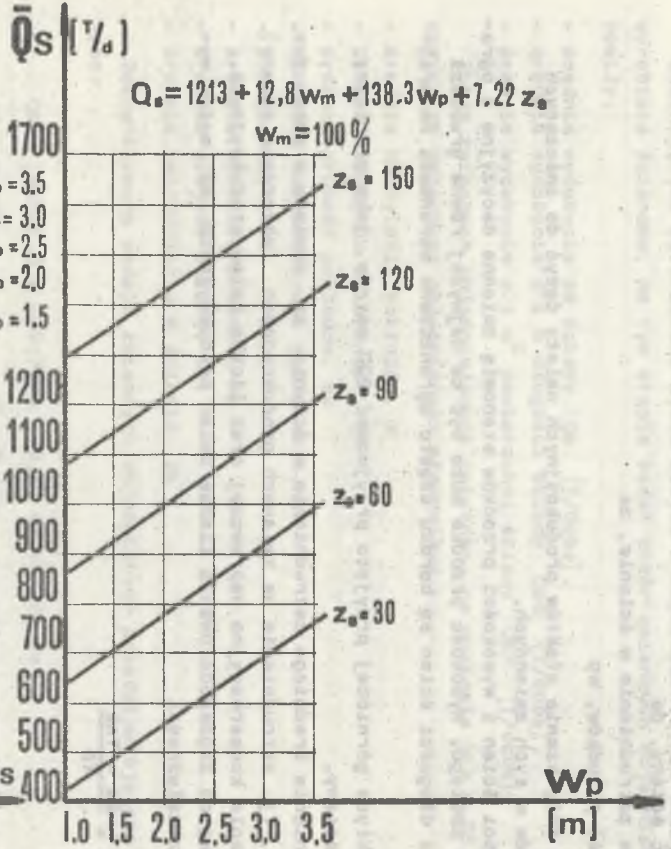
$$Qs = -1213 + 12{,}8\ wm + 138{,}3\ wp + 7{,}22\ zs$$

przy założeniu, że wm = 100 posłużył do opracowania graficznego prezentowanego na rysunku 5.1 i 5.2.



Rys. 5.1. Zmiana wielkości wydobycia z tytułu wzrostu zatrudnienia

Fig. 5.1. Change of outptu because of employment increase



Rys. 5.2. Zmiana wielkości wydobycia z tytułu wzrostu wysokości przodka

Fig. 5.2. Change of output because of face height increase

Podjęte próby budowy modelu ekonometrycznego wydobycia dla konkretnego układu techniczno-organizacyjnego skończyły się niepowodzeniem. Podobnie niepowodzeniem skończyły się próby wyznaczenia modelu wydobycia jako funkcji typu Cobba-Douglassa.

Dla robót korytarzowych węglowych postęp, jako funkcja pracy żywej i uprzedmiotowionej przyjmuje postać

$$P = 0{,}00066\ Ka^{0{,}214} \cdot Kr^{0{,}680}$$

$$R = 0{,}942 \qquad \varphi = 0{,}113$$

gdzie:

P - postęp wyrobiska korytarzowego, [m/m-c]

Ka - koszty amortyzacji, [zł/m-c]

Kr - koszty robocizny, [zł/m-c]

$$\alpha_1 + \alpha_2 = 0{,}214 + 0{,}680 = 0{,}894 < 1.$$

Suma $\alpha_1 + \alpha_2 < 1$ oznacza, że mamy do czynienia z malejącą wydajnością pracy.

W związku z niepowodzeniem budowy modelu ekonometrycznego wydobycia dla konkretnego układu techniczno-organizacyjnego, dysponując odpowiednim materiałem statystycznym zdecydowano się na opracowanie statystycznej charakterystyki wydobycia, odpowiedniej dla rozpatrywanego układu.

Tabela 11

Charakterystyka zaszłości statystycznych
przy prowadzeniu robót korytarzowych węglowych

Symbol	J.miary	Wielkość minimalna	Wielkość maksymalna	Rozstęp	Wielkość średnia	Odchylenie standardowe	Współczynnik zmienności
1	2	3	4	5	6	7	8
P	m/m-c	12	348	336	141	84	59,6
Ka	zł/m-c	2219	263823	261604	191105	107753	56,4
Kr	zł/m-c	74998	1943976	1868978	828401	430403	52,0

8. OKREŚLENIE ZASAD GRUPOWANIA MATERIAŁU STATYSTYCZNEGO DLA WYROBISK EKSPLOATACYJNYCH JAKO WYNIK ANALIZY WARIANCJI

8.1. Wprowadzanie do tematu

Proponowane uzupełnienie informacji technicznych o stosowanych kompleksach ścianowych informacjami o spodziewanych wynikach produkcyjnych, wynika z niemożności opracowania dla tych kompleksów wiarygodnych modeli ekonometrycznych wyników produkcyjnych. Opracowanie tych informacji wymaga między innymi ustalenia zasad grupowania informacji statystycznych. Do podstawowych parametrów opisujących wyrobisko ścianowe należy zaliczyć: wysokość, długość i kąt nachylenia ściany.

Wydaje się przekonujące, aby właśnie te parametry stanowiły podstawę grupowania materiału statystycznego o wielkości np. wydobycia. Otwartę kwestią pozostają rozpiętości przedziałów (moduły), dla których tworzy eię jednorodną grupę lub inaczej jednostkę statystyczną.

Do ustalenia rozpiętości przedziałów można wykorzystać np. analizę wrażliwości wydobycia na zmiany w wymienionych parametrach lub też wieloczynnikową analizę wariancji.

Zastosowanie "analizy wrażliwości" wymaga istnienia zależności (stochastycznej bądź funkcyjnej) pomiędzy wydobyciem a analizowanymi parametrami. W przeprowadzonych badaniach statystycznie istotnej, na żądanym poziomie istotności zależności nie uzyskano. Brak zależności statystycznej, potwierdzonej odpowiednio wysokim współczynnikiem korelacji nie oznacza jednak braku zależności przyczynowo-skutkowej a wskazuje, że czynniki nie objęte badaniami miały znaczący wpływ na wielkość wydobycia.

W takiej sytuacji za najbardziej odpowiednią uzneno wieloczynnikową analizę wariancji. Dodatkową korzyścią przy stosowaniu wieloczynnikowej analizy wariancji jest możliwość wzbogacenia potencjalnego zbioru zmiennych objaśniających o zmienne utworzone ze zmiennych pierwotnych na zasadzie interakcji. Jeżeli po przeprowadzeniu analizy wariancji stwierdzi się statystycznie istotny wpływ na wielkość wydobycia, kombinacji zmiennych pierwotnych i jeżeli ta kombinacja ma sens fizyczny, to zmienna ta powinna być traktowana jako zmienna diagnostyczna. Jeżeli, np. iloczyn długości i wysokości ściany ma statystycznie istotny wpływ na wielkość wydobycia to zmienna ta jako powierzchnia ściany powinna być traktowana jako zmienna diagnostyczna. Należy również dodać, że proponowane zasady tworzenia jednostek statystycznych dla konkretnych kompleksów ścianowych są spójne z obowiązującą w P.W. statystykę I.O.S. - Indywidualne Obszary Statystyczne.

8.2. Krótka charakterystyka analizy wariancji

Idea analizy wariancji polega na rozkładzie miary wariancji na składniki sum [11].

Wyniki pomiarów zmiennej Q (wielkość wydobycia) można uzależnić od wpływu f czynników lub ich kombinacji operujących na określonej ilości poziomów.

W prezentowanej pracy wyróżniono 2 czynniki mogące oddziaływać na zmienną Q.

W etapie pierwszym czynnik A - długość ściany operuje na I = 2 poziomach $A < 150$ m lub $150 < A \leq 200$ m czynnik B^1 - kąt nachylenia operuje na J = 3 poziomach $1^0 < B^1 \leq 12^0$; $13^0 \leq B^1 \leq 18^0$; $19^0 \leq B^1 < 25^0$.

W etapie drugim czynnik A pozostał bez zmian, natomiast czynnik B^2 - wysokość przodka operuje na J = 4 poziomach $B^2 \leq 150$ cm; $151 \leq B^2 \leq 200$ cm; $201 \leq B^2 \leq 250$ cm; $151 \leq B^2 \leq 300$ cm.

Do analizy przyjęto model:

$$Q = Q[A(I);\ B(I);\ AB(IJ);\ E(I,J,K)]$$

gdzie:

AB(I,J) - składnik określający wpływ interakcji czynników A i B na wielkość zmiennej Q,

E(I,J,K) - składnik błędu związany z replikacjami.

Liczba obserwacji zmiennej Q jest równa $n = I \cdot J \cdot K$; gdzie K - ilość replikacji wybrana za pomocą generatora liczb losowych.

W rzeczywistości składnik E uwzględnia nie tylko błąd pomiaru i losowe wahania zmiennej Q lecz również wpływ wszystkich pozostałych, nie uwzględnionych w modelu czynników na wielkość Q.

Zastosowany program na m.c. oblicza całkowitą sumę kwadratów odchyleń:

$$So^2 = \sum_{p=1}^{n} [Qp - \bar{Q}]^2$$

gdzie:

$\bar{Q}$ - średnia zmiennej losowej Q o obserwacjach Qp

$p = 1,2,\ldots,n$.

Suma ta jest rozkładana na składniki według modelu:

$$So^2 = S_A^2 + S_B^2 + S_{AB}^2 + S_E^2$$

gdzie poszczególne składniki odnoszą się do rozważanych czynników, a S_E^2 jest sumą kwadratów dla wyrazu błędu E. Całkowita suma kwadratów odchyleń została rozłożona następująco:

$$So^2 = \sum_{i,j,k} [\bar{A}i - \bar{Q}]^2 + \sum_{i,j,k} [\bar{B}j - \bar{Q}]^2 +$$

$$+ \sum_{i,j,k} [\bar{A}i\bar{B}j - \bar{A}i - \bar{B}j + \bar{Q}]^2 + S_E^2$$

gdzie:

$\bar{A}i$ - wartość średnia dla tych wielkości Q, które należą do czynnika A w i-tym poziomie (i = I = 2),

$\bar{B}j$ - wartość średnia dla tych wielkości Q, które należą do czynnika B w j-tym poziomie dla B^1 (j = J = 3) B^2 (j = J = 4),

$\bar{A}i\,\bar{B}i$ - wartość średnia dla tych wielkości Q, które należą do czynnika A w i-tym poziomie i czynnika B w j-tym poziomie.

Oznaczając:

$$S_A^2 = J \cdot K \cdot \sum_{i=1}^{I} [\bar{A}i - \bar{Q}]^2$$

$$S_B^2 = I \cdot K \cdot \sum_{j=1}^{J} [\bar{B}j - \bar{Q}]^2$$

$$S_{AB}^2 = K \cdot \sum_{i=1}^{I} \sum_{j=1}^{J} [\bar{A}i\bar{B}j - \bar{A}i - \bar{B}j + \bar{Q}]^2$$

otrzyma się wzór na So:

$$So = S_A^2 + S_B^2 + S_{AB}^2 + S_E^2$$

co daje możliwość obliczenia poszukiwanych wartości S_A, S_B, S_{AB} i S_E odpowiednie stopnie swobody wynoszą:

$$d_A = I - 1$$

$$d_B = I - 1$$

$$d_{AB} = [I - 1][J - 1]$$

$$d_o = n - 1$$

oraz

$$S_E^2 = So^2 - S_A^2 - S_B^2 - S_{AB}^2$$

$$d_E = d_o - d_A - d_B - d_{AB}$$

Dla każdego wyrazu w obliczono wariancję Vw

$$Vw = \frac{Sw^2}{d_w}$$

gdzie:

w - przebiega wskaźniki A, B, AB, E.

Testując istotność wpływu poszczególnych czynników oblicza się dla każdego składnika sumę kwadratów rent

$$Srw^2 = \sum_z Sz^2$$

gdzie sumowanie rozciąga się po składniku E.

Odpowiednia liczba stopni swobody rent d_z odpowiada d_E.
Obliczone wartości statystyki Fw

$$Fw = \frac{Vw}{Vrw} = \frac{Vw}{VE}$$

przedstawiono w tabelach.

Jeżeli Fw < Fkr to czynnik w nie ma istotnego wpływu na zmienną Q.
Jeżeli Fw > Fkr należy stwierdzić, że czynnik w ma istotny wpływ na zmienną Q.

8.3. Przykład obliczeniowy

Podstawę do przeprowadzonych obliczeń były dane statystyczne pozyskane z systemu IOS a dotyczące: wielkości wydobycia, długości ścian, wysokości ścian i kątów nachylenia.

Układ techniczny tworzyły: obudowa Fazos 12/28 Oz, kombajn KWB-3RDUN, przenośnik Rybnik 80.

Wyniki przeprowadzonych badań zawierają tabele 12 i 13.

Wyniki przeprowadzonych obliczeń upoważniają do stwierdzenia istotnego wpływu długości ściany i wysokości przodka oraz ich kombinacji na wielkość wydobycia. Długość ściany i wysokość przodka powinny stanowić zatem podstawę tworzenia jednostek statystycznych wyrobisk wybierkowych.

Tabela 12

Etap I. Wyniki obliczeń analizy wariancji

Źródło zmienności W	S^2_w	d_w	Vw	Fw	Fkr $\alpha = 0,05$ $f_1 = dw$ $f_2 = dE$	Fkr $\alpha = 0,01$ $f_1 = dw$ $f_2 = dE$
1	2	3	4	5	6	7
Długość ściany (A)	5966740	1	5966740	16,779	3,87	6,75
Kąt nachylenia (B)	1092350	2	546175	1,536	3,04	4,70
Interakcje (A i B)	69496	2	34748	0,098	3,04	4,70
Replikacje (E)	83212500	234	355609			
Suma	90341100	239	377996			

Tabela 13

Etap II. Wyniki obliczeń analizy wariancji

1	2	3	4	5	6	7
Długość ściany (A)	6403970	1	6403970	35,538	3,87	6,75
Wysokość przodka (B)	7287230	3	2429080	13,480	2,65	3,87
Interakcje (A i B)	4523240	3	1507750	8,367	2,65	3,87
Replikacje (E)	41806200	232	180199			
Suma	60020600	239	251132			

Ponadto w analizowanym zakresie zmian kąta nachylenia $< 1 - 25^{o} >$ nie stwierdza się wpływu tego czynnika na wielkość wydobycia.

Jako dodatkową cechę diagnostyczną należy uznać powierzchnię eksploatacyjną ściany (długość x wysokość) co potwierdza wynik istotności wpływu interakcji czynnika A i B w etapie drugim. Wykorzystując testy statystyczne weryfikujące istotność różnic pomiędzy średnimi i wariancjami ustalono wielkości modułów zarówno dla długości i wysokości ściany. Dla długości ściany wielkość modułu wynosi 10 metrów a dla wysokości przodka 50 centymetrów.

Przeprowadzone obliczenia wykazały, że jeżeli długość ściany zmienia się modułowo co 10 metrów ma to istotny wpływ na wielkość wydobycia.

Jeżeli zmiany długości ściany wyrażane były w metrach, zależności takiej nie stwierdzono.

Operowanie w analizie wariancji modułami usprawiedliwia wprowadzenie nowych symboli do oznaczenia długości, wysokości i kąta nachylenia ściany.

9. WYKORZYSTANIE ANALIZY STATYSTYCZNEJ DO OPRACOWANIA CHARAKTERYSTYKI UKŁADÓW TECHNICZNO-ORGANIZACYJNYCH

9.1. Wprowadzenie do tematu

Dla umożliwienia matematycznego opisu zjawisk losowych staramy się każdemu zdarzeniu losowemu Ql przyporządkować liczbę rzeczywistą Qi. Liczbę tę nazywamy zmienną losową [34].

W interesującym nas przypadku przedmiotem obserwacji jest dobowe wydobycie, które zależy od okoliczności losowych i stanowi interesującą nas zmienną losową.

Wprowadzając zmienną losową, zbiór zdarzeń zastępujemy zbiorem liczb. Liczby te przyjmują skończoną lub przeliczalną liczbę wartości, możemy zatem mówić o skokowej zmiennej losowej.

W podobny sposób jak zdarzeniom, również zmiennym losowym przyporządkować możemy prawdopodobieństwa ich występowania. Dla zmiennej skokowej są to prawdopodobieństwa występowania różnych możliwych jej wartości

$$P[Ql = Qi] = p_i$$

przy czym zgodnie z określeniem prawdopodobieństwa musi być

$$\sum_i p_i = 1$$

gdzie suma rozciągnięta jest na wszystkie możliwe wartości zmiennej losowej Ql.

Funkcję $p_i[Qi]$ określoną na zbiorze skokowych wartości zmiennej losowej Ql nazywać będziemy funkcją rozkładu tej zmiennej.

Obok funkcji rozkładu wprowadzimy jeszcze pojęcie dystrybuanty jako funkcji podającej prawdopodobieństwo występowania wartości zmiennej losowej mniejszych od zadanej.

Zgodnie z tym dystrybuanta zmiennej losowej skokowej jest równa:

$$Fi = \sum_{j=1}^{i} p_j = P[Ql \leq Qi]$$

Rozpatrując sytuację decyzyjną przy projektowaniu układów techniczno-organizacyjnych praktycznie będziemy korzystali z różnicy

$$1 - Fi = 1 - \sum_{j=i}^{i} p_i = 1 - P[Q1 \leqslant Qi] = P[Q1 \geqslant Qi]$$

Różnica $1 - Fe = P[Q1 \geqslant Qi]$ stanowi funkcję podającą prawdopodobieństwo występowania wartości zmiennej losowej większych lub równych zadanej.

Dla wstępnej oceny wydobycia jakie uzyskuje się przy pomocy danego układu techniczno-organizacyjnego niezbędne jest przedstawienie danych o wydobyciu w postaci odpowiedniego szeregu statystycznego. Jest to najprostsza forma opisu badanych zbiorowości.

Budowa statystycznego szeregu rozdzielczego wielostopniowego składa się z kilku logicznie ze sobą powiązanych etapów. W pierwszej kolejności ustalić należy liczbę przedziałów klasowych. Wykorzystać do tego można następujące wzory:

$$7 \leqslant m \leqslant 15$$

$$0{,}5\sqrt{n} \leqslant m \leqslant \sqrt{n}$$

$$m = 1 + 3{,}3 \log n$$

$$m < 5 \log n$$

gdzie:

m - liczba przedziałów,
n - liczebność badanej zbiorowości.

W kolejności ustalić trzeba szerokość przedziałów. W tym celu niezbędne jest obliczenie obszaru zmienności wartości zmiennej - wydobycia

$$RQ = Qmax - Qmin$$

gdzie:

RQ - obszar zmienności (rozstęp) wydobycia,
Qmax - najwyższa wydobycie,
Qmin - najniższe wydobycie.

Rozpiętość przedziałów można wyrazić wzorem

$$c = \frac{R}{m}$$

gdzie:

c - rozpiętość przedziałów,

R - rozstęp,

m - liczba przedziałów.

Dla opisu zmienności wielkości wydobycia wykorzystamy wartość średnią, dominantę, odchylenie standardowe, wskaźnik zmienności, wskaźnik skośności i entropię.

Jeżeli dana zbiorowość charakteryzuje się tym, że w miarę wzrostu liczebności (częstości) zmniejszają się różnice pomiędzy wartościami zmiennej a wartością centralną może być ona opisana za pomocą wartości średnich

$$\bar{Q} = \frac{\sum_{i=1}^{n} Qi}{n}$$

gdzie:

$\bar{Q}$ - średnia arytmetyczna,

Qi - warianty wydobycia,

n - liczba wariantów wydobycia.

Dominanta D jest to taka wielkość wydobycia, która w badanej zbiorowości występuje najczęściej.

Miarę rozproszenia wariantów wydobycia wokół wydobycia średniego jest odchylenie standardowe.

$$Os = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{n} [\bar{Q} - Qi]^2}{n}}$$

Współczynnik zmienności $w_z = \frac{Os}{\bar{Q}}$ odpowiada na pytanie, ile jednostek odchylenia standardowego przypada na wydobycie średnie. Im wyższy wskaźnik zmienności tym większe rozproszenie wielkości wydobycia.

Jeżeli liczebności są rozłożone nie proporcjonalnie po obu stronach średniej arytmetycznej mamy do czynienia z szeregiem asymetrycznym. Szeregi asymetryczne odznaczają się określoną skośnością, jeżeli $\bar{Q} > D$ mamy do czynienia z rozkładem o asymetrii prawej, jeżeli $\bar{Q} < D$ to mamy do czynienia z rozkładem o asymetrii lewej.

Współczynnik skośności w_s określa, jaką część odchylenia standardowego stanowi różnica między średnią arytmetyczną a dominantą

$$Us = \frac{\bar{Q} - D}{Os} \quad \text{lub} \quad w_s = \frac{\frac{1}{n}\sum [Qi - Q]^3}{Os^3}$$

W zasadzie wielkość tego wsppłczynnika mieści się w przedziale

$$-1 < w_s < 1.$$

Mamy tu do czynienia z następującymi zależnościami:

$w_s > 0$ przy asymetrii prawej,
$w_s = 0$ przy rozkładzie symetrycznym $\bar{Q} = D$,
$w_s < 0$ przy asymetrii lewej.

9.2. Przykłady

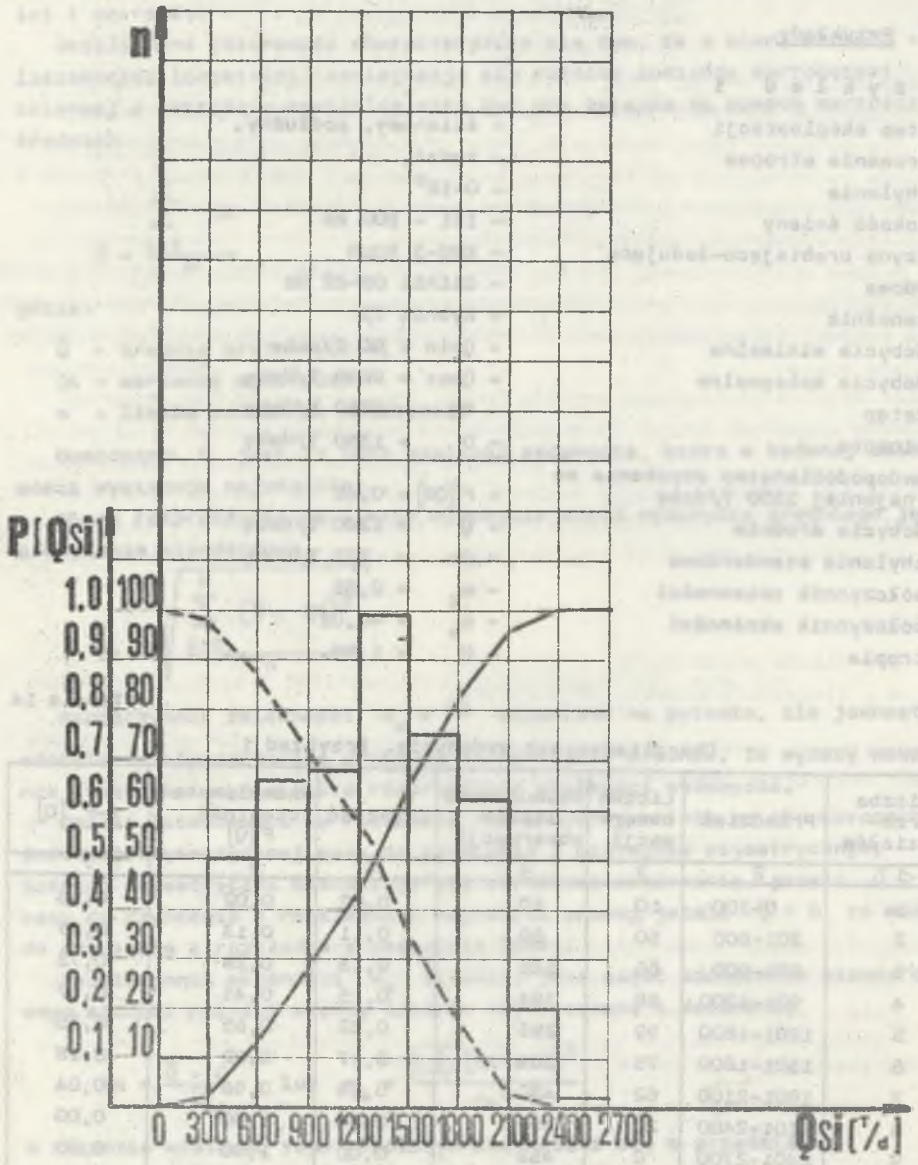
P r z y k ł a d 1

System eksploatacji - ścianowy, podłużny,
Kierowanie stropem - zawał,
Nachylenie - 0-12°
Wysokość ściany - 151 - 200 cm
Maszyna urabiająco-ładująca - KWB-3 RDUN
Obudowa - Glinik 08-22 Oz
Przenośnik - Rybnik 73
Wydobycie minimalne - Qmin = 50 T/dobę
Wydobycie maksymalne - Qmax = 2699 T/dobę
Rozstęp - RQ = 2550 T/dobę
Dominanta - D = 1350 T/dobę
Prawdopodobieństwo uzyskania co najmniej 1350 T/dobę - P[Qd] = 0,42
Wydobycie średnie - $\bar{Q}$ = 1340 T/dobę
Odchylenie standardowe - Os = 732 T/dobę
Współczynnik zmienności - w_z = 0,55
Współczynnik skośności - w_s = -0,01
Entropia - H = 1,99.

Tabela 14

Charakterystyka wydobycia. Przykład 1

Liczba przedziałów	Przedział	Liczba obserwacji	Skumulowana liczba obserwacji	Częstość	Skomulowana częstość F[Q]	1-F [Q]
1	2	3	4	5	6	7
1	0-300	10	10	0,02	0,02	0,98
2	301-600	50	60	0,11	0,13	0,87
3	601-900	66	126	0,15	0,28	0,72
4	901-1200	68	194	0,15	0,43	0,57
5	1201-1500	99	293	0,22	0,65	0,35
6	1501-1800	75	368	0,17	0,82	0,18
7	1801-2100	62	430	0,14	0,96	0,04
8	2101-2400	20	450	0,04	1,00	0,00
9	2401-2700	2	452	0,00	1,00	0,00



Rys. 6. Histogram wydobycie dla przykładu 1
Fig. 6. Histogram of output for the example 1

P r z y k ł a d 2

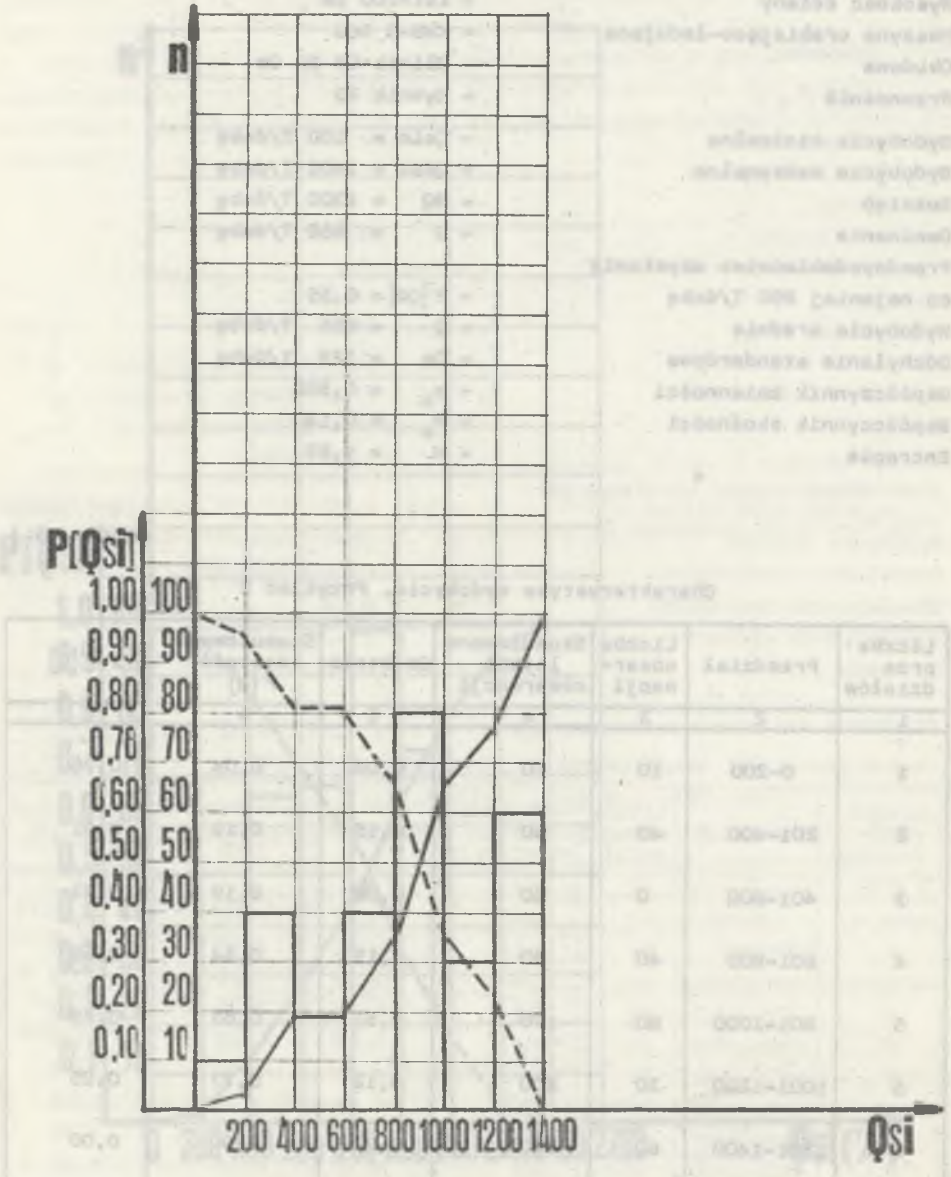
System eksploatacji - ścianowy podłużny
Kierowanie stropem - zawał
Nachylenie - 13-18°
Wysokość ściany - 151-200 cm
Maszyna urabiająco-ładująca - KWB-3 RDU
Obudowa - Glinik 08-22 Oz
Przenośnik - Rybnik 73

Wydobycie minimalne - Qmin = 100 T/dobę
Wydobycie maksymalne - Qmax = 1400 T/dobę
Rozstęp - RQ = 1300 T/dobę
Dominanta - D = 850 T/dobę
Prawdopodobieństwo uzyskania
co najmniej 850 T/dobę - P [Qd] = 0,55
Wydobycie średnie - Q = 896 T/dobę
Odchylenia standardowe - Os = 328 T/dobę
Współczynnik zmienności - w_z = 0,366
Współczynnik skośności - w_s = 0,140
Entropia - H = 1,65

Tabela 15.1

Charakterystyka wydobycia. Przykład 2

Liczba przedziałów	Przedział	Liczba obserwacji	Skumulowana liczba obserwacji	Częstość	Skomulowana częstość F [Q]	1-F [Q]
1	2	3	4	5	6	7
1	0-200	10	10	0,04	0,04	0,96
2	201-400	40	50	0,15	0,19	0,81
3	401-600	0	50	0,00	0,19	0,81
4	601-800	40	90	0,15	0,34	0,66
5	801-1000	80	170	0,31	0,65	0,35
6	1001-1200	30	200	0,12	0,77	0,23
7	1201-1400	60	260	0,23	1,00	0,00



Rys. 7. Histogram wydobycia dla przykładu 2
Fig. 7. Histogram of output for the example 2

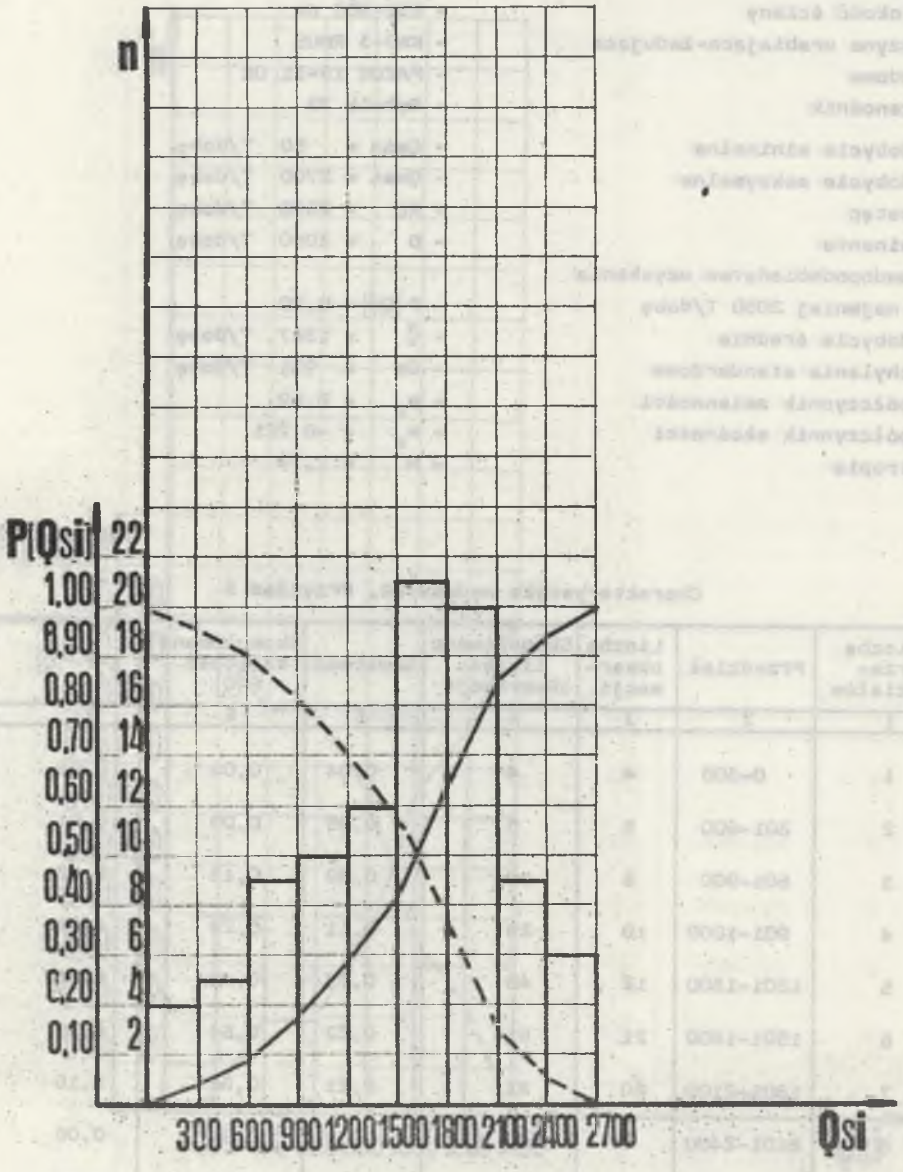
P r z y k ł a d 3

System eksploatacji	- ścianowy podłużny
Kierowanie stropem	- zawał
Nachylenie	- 0-12°
Wysokość ściany	- 251-300 cm
Maszyna urabiająco-ładująca	- KWB-3 RDUS
Obudowa	- FAZOS 15-31 Oz
Przenośnik	- Rybnik 73
Wydobycie minimalne	- Qmin = 50 T/dobę
Wydobycie maksymalne	- Qmax = 2700 T/dobę
Rozstęp	- RQ = 2650 T/dobę
Dominanta	- D = 2050 T/dobę
Prawdopodobieństwo uzyskania co najmniej 2050 T/dobę	- P [Qd] = 0,20
Wydobycie średnie	- $\bar{Q}$ = 1367 T/dobę
Odchylenie standardowe	- Os = 951 T/dobę
Współczynnik zmienności	- w_z = 0,69
Współczynnik skośności	- w_s = -0,721
Entropia	- H = 1,79

Tabela 15.2

Charakterystyka wydobycia. Przykład 3

Liczba przedziałów	Przedział	Liczba obserwacji	Skumulowana liczba obserwacji	Częstość	Skomulowana częstość F [Q]	1-F [Q]
1	2	3	4	5	6	7
1	0-300	4	4	0,04	0,04	0,96
2	301-600	5	9	0,05	0,09	0,91
3	601-900	9	18	0,09	0,18	0,82
4	901-1200	10	28	0,11	0,29	0,71
5	1201-1500	12	40	0,13	0,42	0,58
6	1501-1800	21	61	0,22	0,64	0,36
7	1801-2100	20	81	0,21	0,85	0,15
8	2101-2400	9	90	0,09	0,94	0,06
9	2401-2700	6	96	0,06	1,00	0,00



Rys. 8. Histogram wydobycia dla przykładu 3
Fig. 8. Histogram of output for the example 3

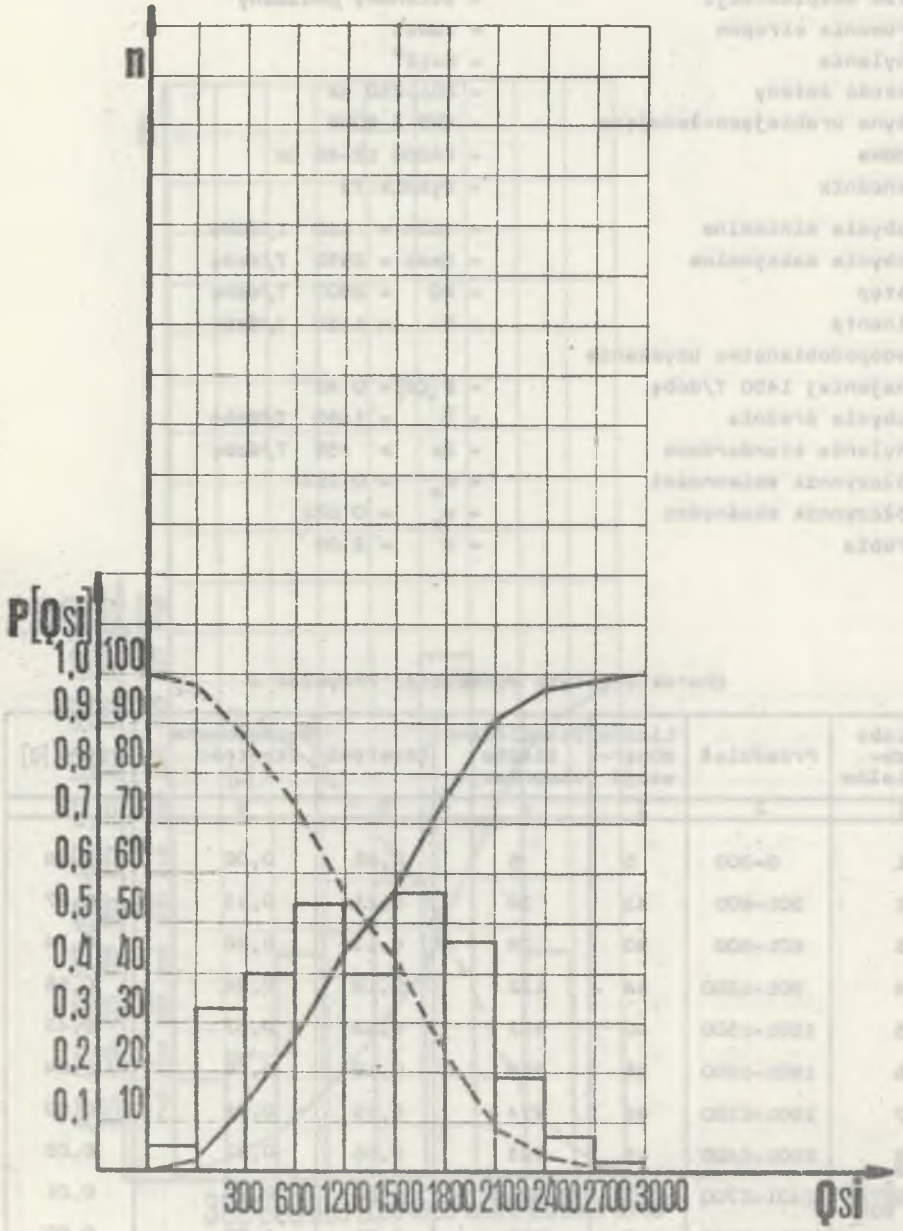
P r z y k ł a d 4

System eksploatacji - ścianowy podłużny
Kierowanie stropem - zawał
Nachylenie - 0-12°
Wysokość ściany - 201-250 cm
Maszyna urabiająco-ładująca - KWB-3 RDUS
Obudowa - FAZOS 12-82 Oz
Przenośnik - Rybnik 73
Wydobycie minimalne - Qmin = 150 T/dobę
Wydobycie maksymalne - Qmax = 2950 T/dobę
Rozstęp - RQ = 2800 T/dobę
Dominanta - D = 1450 T/dobę
Prawdopodobieństwo uzyskania co najmniej 1450 T/dobę - P [Qd] = 0,42
Wydobycie średnie - $\bar{Q}$ = 1460 T/dobę
Odchylenie standardowe - Qs = 459 T/dobę
Współczynnik zmienności - w_z = 0,314
Współczynnik skośności - w_s = 0,022
Entropia - H = 2,05

Tabela 15,3

Charakterystyka wydobycia. Przykład 4

Liczba przedziałów	Przedział	Liczba obserwacji	Skumulowana liczba obserwacji	Częstość	Skomulowana częstość F [Q]	1-F [Q]
1	2	3	4	5	6	7
1	0-300	5	5	0,02	0,02	0,98
2	301-600	33	38	0,11	0,13	0,87
3	601-900	40	78	0,13	0,26	0,74
4	901-1200	54	132	0,18	0,44	0,56
5	1201-1500	40	172	0,13	0,57	0,43
6	1501-1800	56	228	0,19	0,76	0,24
7	1801-2100	46	274	0,15	0,91	0,09
8	2101-2400	19	293	0,06	0,97	0,03
9	2401-2700	7	300	0,02	0,99	0,01
10	2701-3000	2	302	0,01	1,00	0,00



Rys. 9. Histogram wydobycia dla przykładu 4

Fig. 9. Histogram of output for the example 4

9.3. Analiza wyników

W prezentowanej statystycznej charakterystyce układów techniczno-organizacyjnych:

- wydobycie maksymalne wskazuje realne, potencjalne możliwości tkwiące w układzie, możliwe do wykorzystania przy właściwej organizacji pracy;
- układ: wydobycie średnie - dominanta mierzony wskaźnikiem skośności może być traktowany, jako miara komfortu psychicznego dozoru. Ujemny a zarazem wysoki współczynnik skośności oznacza znaczącą przewagę dni, w których planowane zadanie zostały wykonane;
- współczynnik zmienności może być miarą oceny stosowanej organizacji pracy - im niższy współczynnik, tym lepsze opanowanie stosowanej techniki i bardziej właściwa organizacja pracy;
- entropia może być traktowana, jako miara nieokreśloności układu - wyrobisko - układ techniczny - układ organizacyjny;
- wydobycie średnie jest wykorzystywane przy planowaniu wielkości wydobycia i ustalaniu harmonogramu biegu ścian,
- odchylenie standardowe wraz z wydobyciem średnim może i powinno być wykorzystywane przy wyznaczaniu ekonomicznie uzasadnionej wielkości nadmiaru techniczno-organizacyjnego.

Biorąc pod uwagę istniejącą statystykę prowadzoną w Centralnym Ośrodku Informacji Górniczej nic nie stoi na przeszkodzie, aby statystyczna charakterystyka wydobycia dla konkretnych układów techniczno-organizacyjnych była dostępna dla kopalni, która taki układ zamierza eksploatować lub rozważa sytuację jaki w danych warunkach układ techniczno-organizacyjny byłby najbardziej odpowiedni. Na podstawie przeprowadzonych badań i analiz opracowano takę informację statystyczną dla obudów zmechanizowanych: PIOMA 25-40 Oz; FAZOS 15-31 Oz; FAZOS 12-28 Pz i GLINIK 08-22 Oz (tabele 14-15.3).

9.4. Analiza współczynnika zmienności wydobycia

Analizowana wielkość wydobycia traktowana była w pracy, jako zmienna losowa a do jej opisu korzystano z wielkości średniej, przedziału zmienności, odchylenia standardowego, współczynników zmienności i skośności oraz entropii. W konkretnej sytuacji decyzyjnej, w której istotnym elementem jest kontrola wyników, powstaje problem oceny wyników pracy wyrobiska wybierkowego.

W literaturze przedmiotu proponuje się do oceny wyników pracy układów techniczno-organizacyjnych wykorzystanie przedziałów $\bar{Q} + Os$ bądź $\bar{Q} + 2Os$ lub prawdopodobieństwo n-krotnego wyniku różnego od wielkości średniej.

W pracach tych proponuje się pozytywnie ocenieć wszystkie wyniki mieszczące się w podanych przedziałach, a interweniować wtedy, gdy wydobycie rzeczywiste jest niższe niż wynika to z granic przedziałów lub też jeżeli wydobycie jest kolejno n-krotnie niższe od wydobycia średniego (n - jest funkcją skłonności decydenta do ryzyka). W przedmiotowym opracowaniu proponuje się rozszerzenie tych sugestii o ustalenie przedziału czasu dla którego prowadzi się kontrolę wyników produkcyjnych. Celem wyznaczenia przedziału czasu dla którego należy prowadzić kontrolę wyników przeprowadzono analizę wielkości wydobycia z losowo wybranej ściany (w losowaniu uczestniczyły ściany o wybiegach dłuższych niż 500 m co było związane z liczbą obserwacji).

W losowo wybranej ścianie wyposażenie techniczne stanowiły: obudowa FAZOS 12-28, kombajn KWB-3 RDU, przenośnik Rybnik 80.

Podstawową informację stanowiło wydobycie dobowe w kolejnych 180 dniach roboczych.

Celem prowadzonej analizy było wskazanie takiego czaso-okresu Tko kontroli i oceny wydobycia, przy którym współczynnik zmienności jest względnie mały.

Obliczenia prowadzono dla Tk-o = 1,2,..., 12 dni.

Zestawienie wyników obliczeń

Tk-o = 1	$\bar{Q}$ = 1406	Os = 254	w_z = 19,1%
Tk-o = 2	$\bar{Q}$ = 2813	Os = 408	w_z = 14,5%
Tk-o = 3	$\bar{Q}$ = 4219	Os = 594	w_z = 14,1%
Tk-o = 4	$\bar{Q}$ = 5625	Os = 681	w_z = 12,1%
Tk-o = 5	$\bar{Q}$ = 7031	Os = 763	w_z = 10,8%
Tk-o = 6	$\bar{Q}$ = 8438	Os = 878	w_z = 10,4%
Tk-o = 9	$\bar{Q}$ = 12656	Os = 1234	w_z = 9,8%
Tk-o = 12	$\bar{Q}$ = 14063	Os = 1404	w_z = 10,0%

Biorąc pod uwagę wysokość współczynnika zmienności oraz względy techniczne i organizacyjne za najbardziej odpowiedni czasookres należy uznać tydzień, tj. 5 lub 6 dni roboczych (zależy to od stosowanego systemu pracy kopalni).

Wyniki uzyskane na tym etapie badań mają swoje uzasadnienie teoretyczne prezentowane w rozdziale o zmiennych losowych wielowymiarowych

$$Os_Q = \sqrt{\sum_{i=1}^{n} Os^2_{Qi}}$$

Pragnę nadmienić, że proponowany w pracy czaso-okres kontroli wydobycia przyczyni się do:

- większej swobody w zakresie organizacji pracy i doborze systemów pracy oraz poprawy w zakresie gospodarowania środkami rzeczowymi,
- wzrostu komfortu psychicznego pracy.

Powyższe stwierdzenia oparte jest na podstawie wyników sondażu opinii osób dozoru.

Wymienione korzyści mają charakter niewymierny i mogę nie trafić do przekonania. Poniżej prezentowany przykład ma na celu wskazać na wymierne efekty wydłużenia czasookresu rozliczenia i kontroli wydobycia.

Załóżmy, że kopalnia prowadzi ściany o wydobyciu średnim 800 T/dobę. Planowane wydobycie kopalni wynosi 16000 T/dobę. Wynika z tego, że kopalnia prowadzi równocześnie co najmniej 20 ścian.

Charakterystyka wydobycia kopalni - układ dobowy

ściana:	kopalnia:
$\bar{Q}$ = 800 T/d	$\bar{Q}c$ = 20 x 800 T/d = 16000 T/d
Os = 18,1% . Q = 144,8 T/d	$Osc = \sqrt{20 \times Os^2}$ = 648 T/d

Charakterystyka wydobycia kopalni - układ tygodniowy (6 dni)

ściana:	kopalnia:
$\bar{Q}$ = 4800 T/tydzień	$\bar{Q}c$ = 20 x 4800 = 96000
Os = 10,4 . 4800/100 = 499,2 T/tydzień	$Osc = \sqrt{20 \times Os^2}$ = 2232 T/tydzień

Wysokość nadmiaru

- układ dobowy k_α . Osc = 1645 x 648 = 1066 T/dobę
- układ tygodniowy k_α . Osc = 1645 x 2232 = 3672 T/tydzień

Wymagana dodatkowa liczba ścian $n = \frac{k_\alpha \cdot Osc}{Q}$

układ dobowy $n = \frac{1066}{800} = 1,33$

układ tygodniowy $n = \frac{3672}{4800} = 0,76.$

Z przedstawionych obliczeń wynika, że w układzie tygodniowym następuje znaczne skrócenie frontu rezerwowego koniecznego dla zachowania rytmiczności wydobycia i wykonania zadań planowych na przyjętym poziomie ryzyka ($\alpha = 0,05$).

Skrócenie frontu rezerwowego to przede wszystkim:

- mniejszy zakres robót przygotowawczych,

- mniejsze zapotrzebowanie na maszyny i urządzenia stanowiące uzbrojenie tego frontu,
- mniejsze zatrudnienie w robotach dołowych.

9.5. Entropia jako miara nieokreśloności wielkości wydobycia kopalni

Określenie entropii dla zdarzeń niezależnych [94]

Jeżeli przez N(S) oznaczymy funkcję mierzącą nieokreśloność, to dla S = 1 powinno być $N(S_1) = 0$, gdyż w tym przypadku nieokreśloność znika, natomiast dla rosnących i funkcja N(Si) powinna wzrastać (wzrasta bowiem nieokreśloność).

Na funkcję N(Si) nakładamy jeszcze dalszy warunek. Jeżeli rozpatrujemy wydobycia z dwóch ścian i utworzymy nowe doświadczenie - sumaryczne wydobycie z tych dwóch ścian, to chcielibyśmy aby funkcja N spełniała warunek:

$$N(S_1 . S_2) = N(S_1) + N(S_2)$$

gdzie:

S_1 - liczba dni z jednakowo prawdopodobnymi wielkościami wydobycia ze ściany S_1,

S_2 - liczba dni z jednakowo prawdopodobnymi wielkościami wydobycia ze ściany S_2.

Nałożone warunki na funkcję N sprawiają, że miarą nieokreśloności doświadczenia o jednakowo prawdopodobnych wielkościach wydobycia może być tylko funkcje logarytmiczna, tzn.:

$$N(S) = \log S,$$

gdyż właśnie ta funkcja spełnia wyżej postawione warunki.
W pracach o charakterze technicznym powszechnie używa się logarytmów o podstawie 2.

Każda nowo uruchamiana ściana zwiększa nieokreśloność o $\frac{1}{Sn} \log Sn$ lub korzystając z właściwości funkcji logarytmicznej, o $-\frac{1}{Sn} \log \frac{1}{Sn}$.

W przypadku ogólnym, gdy prawdopodobieństwa $P(S_1), P(S_2), \ldots, P(S_n)$, że wydobycie z poszczególnych ścian wynosi odpowiednio $Q_1, Q_2, \ldots, Q_n$ przez miarę nieokreśloności rozumie się wyrażenie:

$$-P(S_1) \log P(S_1) - P(S_2) \log P(S_2) - \ldots - P(S_n) \log P(S_n).$$

Miarą nieokreśloności doświadczenie S o zdarzeniach $S_1, S_2, \ldots, S_n$ z prawdopodobieństwem $P(S_1), P(S_2), \ldots, P(S_n)$ przyjęto się nazywać entropią doświadczenia S i oznaczać symbolem $H(S)$.

Mamy zatem:

$$H(S) = - \sum_{j=1}^{n} P(S_j) \log P(S_j)$$

Entropia wyraża się zawsze liczbą nieujemną, tzn. $H(S) \geq 0$ i posiada analogiczną właściwość, jaką miała miara nieokreśloności w przypadku zdarzeń jednakowo prawdopodobnych.

Mając dwa niezależne doświadczenia S_1 i S_2 entropia doświadczenia złożonego $S_1 S_2$ jest równe sumie entropii poszczególnych doświadczeń, tzn.

$$H(S_1 . S_2) = H(S_1) + H(S_2)$$

Dowód tej właściwości zawarty jest w pracy [94] Sadowiski W. s. 47-48.

Określenie entropii dla zdarzeń zależnych

Z entropią w przypadku zdarzeń zależnych mamy do czynienia wtedy, gdy przynajmniej dwie ściany S_1 i S_2 "pracuję" na jeden punkt załadowczy o określonej zdolności odbioru węgla.

Przy zdarzeniach zależnych:

$$H(S_1 . S_2) = H(S_1) + H(S_2 | S_1)$$

gdzie $H(S_2|S_1)$ jest entropią warunkową doświadczenia S_2 pod warunkiem spełnienia doświadczenia S_1

$$- \sum_{j=1}^{m} \left\{ P(S_{11}) P(S_{2j}|S_{11}) \left[\log P(S_{11}) + \log P(S_{2j}|S_{11}) \right] \right\}$$

$$- \sum_{j=1}^{m} \left\{ P(S_{12}) P(S_{2j}|S_{12}) \left[\log P(S_{12}) + \log P(S_{2j}|S_{12}) \right] \right\}$$

$H(S_1 . S_2) = \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots$

$$- \sum_{j=1}^{m} \left\{ P(S_{1r}) P(S_{2j}|S_{1r}) \left[\log P(S_{1r}) + \log P(S_{2j}|S_{1r}) \right] \right\}$$

Rozpisując powyższe sumy otrzymujemy:

$$
H(S_1S_2) = \begin{array}{ll}
-P(S_{11})P(S_{21}|S_{11})\log P(S_{11})-P(S_{11})P(S_{21}|S_{11})\log P(S_{21}|S_{11}) - & \\
-P(S_{11})P(S_{22}|S_{11})\log P(S_{11})-P(S_{11})P(S_{22}|S_{11})\log P(S_{22}|S_{11}) - & \\
\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots & 1 \\
-P(S_{11})P(S_{2m}|S_{11})\log P(S_{11})-P(S_{11})P(S_{2m}|S_{11})\log P(S_{2m}|S_{11}) & \\
 & \\
-P(S_{12})P(S_{21}|S_{12})\log P(S_{12})-P(S_{12})P(S_{21}|S_{12})\log P(S_{21}|S_{12}) - & \\
-P(S_{12})P(S_{22}|S_{12})\log P(S_{12})-P(S_{12})P(S_{22}|S_{12})\log P(S_{22}|S_{12}) - & 2 \\
\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots & \\
-P(S_{12})P(S_{2m}|S_{12})\log P(S_{12})-P(S_{12})P(S_{2m}|S_{12})\log P(S_{2m}|S_{12}) & \\
\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots & \\
\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots & \\
\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots & \\
 & \\
-P(S_{1r})P(S_{21}|S_{1r})\log P(S_{1r})-P(S_{1r})P(S_{21}|S_{1r})\log P(S_{21}|S_{1r}) - & \\
-P(S_{1r})P(S_{22}|S_{1r})\log P(S_{1r})-P(S_{1r})P(S_{22}|S_{1r})\log P(S_{22}|S_{1r}) - & \\
\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots & r \\
-P(S_{1r})P(S_{2m}|S_{1r})\log P(S_{1r})-P(S_{1r})P(S_{2m}|S_{1r})\log P(S_{2m}|S_{1r}) &
\end{array}
$$

Wykorzystanie pojęcia entropii w projektowaniu górniczym

W kopalniach węgla kamiennego mamy zazwyczaj taką sytuację, że równocześnie z likwidacją jednej ściany uruchamia się drugą ścianę. Pojęcie entropii może być zatem wykorzystane przy:

- wyborze układu techniczno-organizacyjnego dla uruchamianej ściany i jako jedno z cząstkowych kryteriów oceny układu T-O przy
  - ocenie wielokryterialnej,
  - ocenie nieokreśloności wydobycia kopalni zmienionej na wskutek likwidacji jednej a uruchomienia drugiej ściany.

Nieokreśloność mierzoną entropią traktować należy w systemie ocen jako destymulantę i poszukiwać takiego rozwiązania, przy którym entropia jest możliwie najmniejsza.

Dla każdego układu techniczno-organizacyjnego można opracować statystyczną charakterystykę wydobycia, w której szczególną rolę dla naszych potrzeb odgrywa

$$1 - F(Q) = P(Q > Qpl)$$

gdzie:

F(Q) - dystrybuanta,

Qpl - oczekiwane, wprowadzona do bilansu wydobycie z danego układu T-O zarejestrowane w harmonogramie biegu ściany,

$P(Q \geq Qpl)$ - prawdopodobieństwo tego, że wydobycie z danej ściany będzie co najmniej równe oczekiwanemu.

Statystyczna charakterystyka wydobycia w układzie: przedział wydobycia - prawdopodobieństwo tego, że wydobycie mieści się w danym przedziale umożliwia wyznaczyć entropię tego układu techniczno-organizacyjnego, dla którego tą statystykę opracowano.

P r z y k ł a d y

Przykład I

System eksploatacji - ścianowy podłużny z zawałem stropu, nachylenia 0-12°, wysokość ściany 151-200 cm, obudowa - Glinik 08-22 Oz, maszyna urabiająco-ładująca KWB-3 RDUN, przenośnik - Rybnik 73.

Charakterystyka wydobycia

Przedział wydobycia	0 300	301 600	601 900	901 1200	1201 1500	1501 1800	1801 2100	2101 2400	2401 2700
Prawdopodobieństwo	0,02	0,11	0,15	0,15	0,22	0,17	0,14	0,04	0,00

$$H_Q = -0,02 \log 0,02 - 0,11 \log 0,11 - 0,15 \log 0,15 - 0,22 \log 0,22 - 0,17 \log 0,17 - 0,14 \log 0,14 - 0,04 \log 0,04 = 1,99$$

Przykład II

System eksploatacji - ścianowy podłużny z zawałem stropu, nachylenie 0-12°, wysokość ściany 251-300 cm, obudowa - FAZOS 12-31 Oz, maszyna urabiająco ładująca KWB-3 RDUS, przenośnik - Rybnik 73.

Charakterystyka wydobycia

Przedział wydobycia	0 300	301 600	601 900	901 1200	1201 1500	1501 1800	1801 2100	2101 2400	2401 2700
Prawdopodobieństwo	0,04	0,05	0,09	0,11	0,13	0,22	0,21	0,09	0,06

$$H_Q = -0,04 \log 0,04 - 0,05 \log 0,05 - 0,09 \log 0,09 - 0,11 \log 0,11 - 0,13 \log 0,13 - 0,22 - \log 0,22 - 0,21 \log 0,21 - 0,09 \log 0,09 - 0,06 \log 0,06 = 1,79$$

Przykład III

System eksploatacji - ścianowy podłużny z zawałem stropu, nachylenie 0-12°, wysokość ściany 201-250 cm, obudowa - FAZOS 12-82 Oz, maszyna urabiająco-ładująca - KWB-3, RDUS, przenośnik - Rybnik 73.

Charakterystyka wydobycia

Przedział wydobycia	0 300	301 600	601 900	901 1200	1201 1500	1501 1800	1801 2100	2101 2400	2401 2700	2701 3000
Prawdopodobieństwo	0,02	0,11	0,12	0,18	0,13	0,19	0,15	0,06	0,02	0,01

$$H_Q = -0,02 \log 0,02 - 0,11 \log 0,11 - 0,13 \log 0,13 - 0,18 \log 0,18 - 0,13 \log 0,13 - 0,19 \log 0,19 - 0,15 \log 0,15 - 0,06 \log 0,06 - 0,02 \log 0,02 - 0,01 \log 0,01 = 2,05.$$

9.6. Informacje o rozkładzie wydobycia wynikające z nierówności Markowa i Czebyszewa

Na etapie projektowania układów techniczno-organizacyjnych dla wyrobisk wybierkowych spotykamy się i z takimi sytuacjami, że dla tych układów znamy tylko:

- wielkość wydobycia średniego,
- wielkość wydobycia średniego i jego odchylenie standardowe.

Sytuacje takie występują wtedy, gdy parametry wyrobiska wybierkowego dla którego projektujemy UTO, bądź układ techniczny który wspólnie z organizacją występują po raz pierwszy.

Projektant takiego układu może i powinien skorzystać z informacji jakie dostarczają obliczenia, w których wykorzystuje się nierówności Markowa i Czebyszewa.

Informacje te są niezwykle pomocne przy "wkomponowaniu" projektowanego układu techniczno-organizacyjnego w funkcjonujące układy kopalni. Dotyczy to szczególnie nawiązania się do istniejącej sieci transportowej i określenia zapotrzebowania na środki transportowe. Informacje te umożliwiają również ocenić celowość oraz określić pojemność zbiornika wyrównawczego.

Prawdopodobieństwa, że zmienna losowa Q przyjmuje wartości większe lub równe zadanej wielkości k

Qmin = 50 T/dobę; Qmax = 2699 T/dobę; $\bar{Q}$ = 1340 T/dobę

k T/dobę	1400	1500	1600	1700	1800	1900	2000	2100	2200	2300	2400	2500	2600
1/k . EQ	0,957	0,893	0,837	0,788	0,744	0,705	0,670	0,638	0,609	0,583	0,558	0,536	0,515
P(Qi ⩾ k) ⩽	0,957	0,893	0,837	0,788	0,744	0,705	0,670	0,638	0,609	0,583	0,558	0,536	0,515

Prawdopodobieństwa, że zmienna losowa Q przyjmuje wartości większe lub równe zadanej wielkości k

Qmin = 100 T/dobę; Qmax = 1400 T/dobę; $\bar{Q}$ = 896 T/dobę

k T/dobę	900	1000	1100	1200	1300
1/k . EQ	0,995	0,896	0,814	0,746	0,689
P(Q ⩾ k/ ⩽ 1)k	0,995	0,896	0,814	0,746	0,689

Prawdopodobieństwa, że zmienna losowa Q przyjmuje wartości większe lub równe zadanej wielkości k

Q_{min} = 50 T/dobę; Q_{max} = 2700 T/dobę; $\bar{Q}$ = 1367 T/dobę

k T/dobę	1400	1500	1600	1700	1800	1900	2000	2100	2200	2300	2400	2500	2600
1/k . EQ	0,976	0,911	0,854	0,804	0,759	0,719	0,683	0,650	0,612	0,594	0,569	0,546	0,525
P(Q > k)≤	0,976	0,911	0,854	0,804	0,759	0,719	0,683	0,650	0,612	0,594	0,569	0,546	0,525

Prawdopodobieństwa, że zmienna losowa Q przyjmuje wartości większe lub równe zadanej wielkości k

Q_{min} = 150 T/dobę; Q_{max} = 2950 T/dobę; $\bar{Q}$ = 1460 T/dobę

k T/dobę	1500	1600	1700	1800	1900	2000	2100	2200	2300	2400	2500	2600	2700	2800
1/k . EQ	0,973	0,912	0,758	0,811	0,768	0,730	0,695	0,663	0,634	0,608	0,584	0,561	0,540	0,521
P(Q > k)≤	0,973	0,912	0,758	0,811	0,768	0,730	0,695	0,663	0,634	0,608	0,584	0,561	0,540	0,521

Prawdopodobieństwo, że zmienna losowa Q przyjmuje wartości z określonego przedziału

$\bar{Q}$ = 1340 T/dobę; Os = 732 T/dobę

$\lvert Q_i - \bar{Q} \rvert$ T/dobę	800	900	1000	1100	1200	1300	1400
$t \leqslant \frac{\lvert Q_i - \bar{Q} \rvert}{Os}$	1,093	1,230	1,366	1,503	1,639	1,776	1,912
$P(\lvert Q_i - \bar{Q} \rvert \geqslant t \cdot Os) \leqslant$	0,837	0,654	0,536	0,443	0,372	0,317	0,273

Prawdopodobieństwo, że zmienna losowa Q przyjmuje wartości z określonego przedziału

$\bar{Q}$ = 896 T/dobę Os = 328 T/dobę

$\lvert Q_i - \bar{Q} \rvert$	400	500	600	700	800
$t \leqslant \frac{\lvert Q_i - \bar{Q} \rvert}{Os}$	1,220	1,524	1,829	2,134	2,439
$P(\lvert Q_i - \bar{Q} \rvert \geqslant t \cdot Os) \leqslant$	0,672	0,430	0,299	0,220	0,183

Prawdopodobieństwo, że zmienna losowa Q przyjmuje wartości z określonego przedziału

$\bar{Q}$ = 1367 T/dobę; Os = 951

$\lvert Qi - \bar{Q} \rvert$ =	1000	1100	1200	1300	1400
$t \leqslant \frac{\lvert Qi - \bar{Q} \rvert}{Os}$	1,052	1,156	1,262	1,367	1,472
$P(\lvert Qi - \bar{Q} \rvert \geqslant t \cdot Os) \leqslant$	0,904	0,747	0,627	0,535	0,461

Prawdopodobieństwo, że zmienna losowa Q przyjmuje wartości z określonego przedziału

$\bar{Q}$ = 1460 T/dobę; Os = 459

$\lvert Qi - \bar{Q} \rvert$	500	600	700	800	900	1000	1100	1200	1300
$t \leqslant \frac{\lvert Qi - \bar{Q} \rvert}{Os}$	1,089	1,307	1,525	1,743	1,961	2,178	2,396	2,614	2,832
$1/t^2$	0,843	0,585	0,430	0,329	0,260	0,210	0,174	0,146	0,124
$P(\lvert Qi - \bar{Q} \rvert \geqslant t \cdot Os \leqslant$	0,843	0,585	0,430	0,329	0,260	0,210	0,174	0,146	0,124

N i e r ó w n o ś ć M a r k o w a

Jeśli zmienna losowa Q przyjmować może tylko nieujemne wartości i posiada skończoną wartość oczekiwaną EQ, to dla każdej dodatniej liczby k spełniona jest nierówność

$$P(Q \geqslant k) \leqslant \frac{1}{k} EQ$$

N i e r ó w n o ś ć C z e b y s z e w a

Między prawdopodobieństwem przyjęcia przez zmienną losową wartości z pewnego przedziału, a wariancją tej zmiennej losowej zachodzi związek, który można ująć w postaci, tzw. nierówności Czebyszewa.

Jeżeli Q jest zmienną losową mającą skończoną wartość oczekiwaną EQ i wariancję $Os^2 > 0$, to dla dowolnego $t > 0$ zachodzi nierówność

$$P(|Q - EQ| \geqslant tOs) \leqslant 1/t^2$$

Nierówność Czebyszewa obejmuje rozkłady wszystkich typów, o ile spełniają powyżej podane założenia.

Gdy nie znamy rozkładu ani krańcowych wartości zmiennej losowej Q obliczenia prowadzimy dla przedziału

$$EQ \pm 3\ Os.$$

Przy obliczeniu prawdopodobieństw, że zmienna losowa Q przyjmuje wartości większe od zadanej dodatniej liczby k oraz przy obliczaniu prawdopodobieństw, że zmienna losowa przyjmuje wartości z określonego przedziału wykorzystano informacje zawarte w przykładach 1-4, s. 89-96.

10. ANALIZA SYTUACJI DECYZYJNEJ PRZY PROJEKTOWANIU UKŁADÓW TECHNICZNO-ORGANIZACYJNYCH Z WYKORZYSTANIEM ZMIENNYCH LOSOWYCH WIELOWYMIAROWYCH

10.2. Wprowadzenie do tematu

Podstawowym zadaniem kopalni jest zaspokojenie potrzeb na węgiel w ilości określonej planem wydobycia. Zasadniczą część wydobycia uzyskuje się z wyrobisk wybierkowych, a wydobycie kopalni jest algebraiczną sumą wydobycia z poszczególnych wyrobisk. Wielkość wydobycia kopalni ograniczona jest wieloma czynnikami, a do najważniejszych należą - "wydolność" frontu eksploatacyjnego i zdolności wydobywcze szybów. Do istotnych problemów związanych z realizacją planu wydobycia jest utrzymanie rytmiczności wydobycia kopalni, przy nierytmicznym wydobyciu z poszczególnych wyrobisk wybierkowych. Wielkość wydobycia z konkretnego wyrobiska jest wielkością losową, którą można charakteryzować: wielkością średnią oraz odchyleniem standardowym będącym miarą rozproszenia wielkości wokół wyniku średniego.

Losowy charakter wielkości wydobycia związany jest ze zmiennością warunków górniczo-geologicznych, zawodnością układów techniczno-organizacyjnego i społecznego. Układy te z natury posiadają charakter losowy.

Z rozważań zawartych w pracach [28, 52, 86] wynika, że dla realizacji zadań planowych w sytuacji, gdy elementy posiadają charakter losowy konieczny jest nadmiar techniczno-organizacyjny. Jeżeli omawiana losowość może być, na przyjętym poziomie istotności, opisana rozkładem normalnym to wysokość tego nadmiaru określona jest wzorem:

$$Qn = k_{\alpha} \cdot Os$$

gdzie:

Qn - wymagany nadmiar,

k_{α} - współczynnik korygujący zależny od przyjętego poziomu ryzyka,

Os - odchylenie standardowe.

W przedstawionym wzorze istotnym zagadnieniem jest ustalenie technicznie i ekonomicznie uzasadnionej wysokości poziomu ryzyka. W rozważaniach teoretycznych dość powszechnie przyjmuje się $\alpha = 0{,}05$.

O. Lange w pracy [41] podaje procedurę wyznaczania ekonomicznie uzasadnionej wysokości poziomu ryzyka

Tabela 16

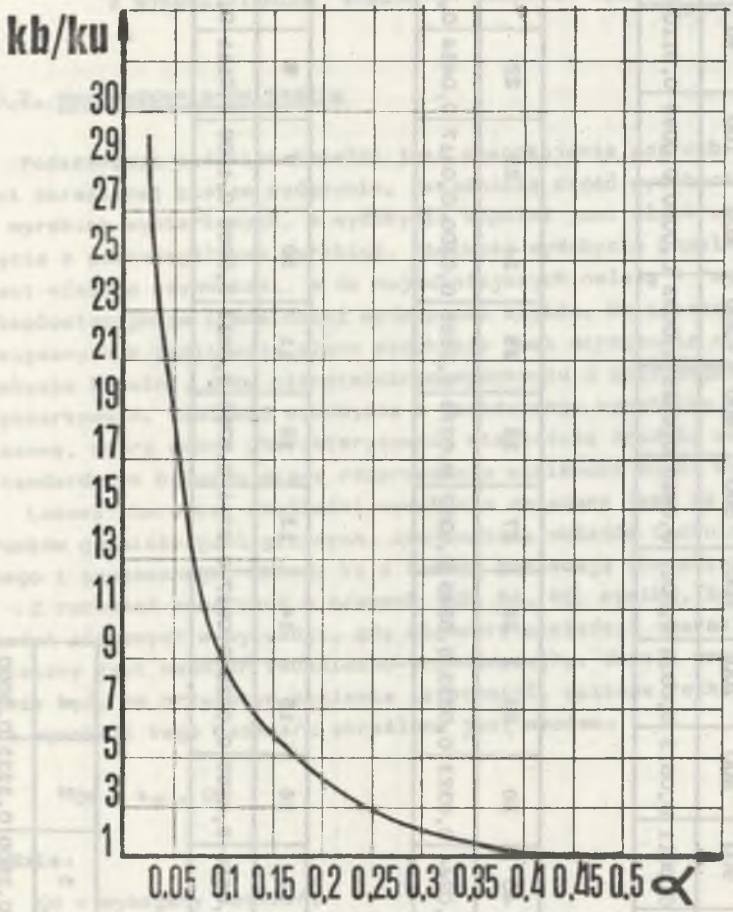
Wysokość współczynnika ryzyka w zależności od stosunku kosztów braku nadmiaru do kosztów utrzymania nadmiaru

k_b/k_u	1000	900	800	700	600	500	400	300	200	100	90	80	70
	0,0010	0,0011	0,0013	0,0014	0,0017	0,0020	0,0025	0,0033	0,0050	0,0099	0,0110	0,0123	0,0141

60	50	40	30	29	28	27	26	25	24	23	22	21	20
0,0164	0,0196	0,0244	0,0323	0,0333	0,0345	0,0357	0,0370	0,0385	0,0400	0,0417	0,0434	0,0455	0,0476

19	18	17	16	15	14	13	12	11	10	9	8	7	6
0,0500	0,0526	0,0556	0,0588	0,0625	0,0667	0,0714	0,0769	0,0833	0,0909	0,1000	0,0111	0,1250	0,1429

5	4	3	2	1
0,1667	0,2000	0,2500	0,3333	0,5000



Rys. 10. Współczynnik ryzyka w zależności od stosunku k_b/k_u

Fig. 10. Risk coefficient according to ratio k_b/k_u

$$\alpha = \frac{k_u}{k_u + k_b} = \frac{1}{1 + \frac{k_b}{k_u}}$$

gdzie:

k_u - jednostkowy koszt związany z utrzymaniem nadmiaru, zł/T,

k_b - jednostkowy koszt związany z brakiem nadmiaru a tym samym niepełnej realizacji planu wydobycia, zł/T.

Teoretycy zajmujący się psychologiczną teorią decyzji sugerują, że ustalenie poziomu ryzyka α powinno być każdorazowo poprzedzone badaniem indywidualnej skłonności decydenta do ryzyka.

Procedura zaproponowana przez O. Langa [41] posiada również indywidualny charakter, zawarty on jest w informacjach na temat kosztów utrzymania i kosztów braku nadmiaru.

W przekonaniu o zasadności każdorazowego wyznaczania ekonomicznie uzasadnionego poziomu ryzyka α w prezentowanych przykładach przyjęto $\alpha = 0{,}05$, gdyż przykłady mają przedstawić sytuację decyzyjną i umożliwiać jej analizę, a nie ustalić konkretną wysokość nadmiaru.

W tabeli 16 i rys. 10 przedstawiono zmianę współczynnika ryzyka w zależności od zmian w stosunku kosztów braku nadmiaru do kosztów utrzymania nadmiaru.

Z danych zawartych w tabeli wynika, że znaczące zmiany we współczynniku ryzyka zachodzą, gdy stosunek kosztów braku nadmiaru do kosztów braku nadmiaru zawiera się w przedziale 10-1.

Zgodnie z tematem pracy, w której podkreślono dynamiczny charakter zjawisk w rozważanej sytuacji decyzyjnej dynamika ta przejawia się w dwu aspektach.

Pierwszy z nich polega na wzroście wydobycia, a drugi na zmniejszaniu się odchylenia standardowego.

Zmiany te są wynikiem zmian jakościowych u producentów maszyn i urządzeń górniczych oraz wzrostem umiejętności zespołów pracowniczych eksploatujących te maszyny i urządzenia.

10.2. Zmienne losowe wielowymiarowe [60]

Układ n funkcji rzeczywistych i jednoznacznych $(X_1, X_2, \ldots, X_n)$ określonych na zbiorze E nazywamy n-wymiarową zmienną losową, jeżeli przeciwobraz A każdego uogólnionego n-wymiarowego przedziału I postaci $(-\infty, \ldots, -\infty; a_1, a_2, \ldots, a_n)$ jest zdarzeniem losowym.

Dla każdego takiego przedziału I określamy prawdopodobieństwo $P^*(I)$ tego, że n-wymiarowa zmienna losowa przybierze wartość należącą do przedziału I, a mianowicie $P^*(I) = P(A)$.

Dla dowolnego zbioru borelowskiego S w przestrzeni $(x_1,x_2,\ldots,x_n)$ określone jest prawdopodobieństwo $P^*(S)$ przybierania przez zmienną losową $(X_1,X_2,\ldots,X_n)$ wartości należącej do S, czyli że określony jest rozkład prawdopodobieństwa zmiennej losowej $(X_1,X_2,\ldots,X_n)$. Funkcja $P^*(S)$ nosi nazwę funkcji prawdopodobieństwa.

Dystrybuantę wielowymiarowej zmiennej losowej $(X_1,X_2,\ldots,X_n)$ nazywamy funkcją rzeczywistą $F(x_1,x_2,\ldots,x_n)$ określoną wzorem:

$$1.\quad F(x_1,x_2,\ldots,x_n) = P(X_1 < x_1,\ X_2 < x_2,\ldots,X_n < x_n)$$

dla każdego z argumentów $x_1,x_2,\ldots,x_n$ dystrybuanta jest funkcją niemalejącą, lewostronnie ciągłą i czyni zadość równościom.

$$2.\quad F(-\infty,x_2,\ldots,x_n) = F(x_1,-\infty,\ldots,x_n) = F(x_1,x_2,\ldots,-\infty) = 0,$$

$$F(+\infty,+\infty,\ldots,+\infty) = 1.$$

Wielowymiarowa zmienna losowa $(X_1,X_2,\ldots,X_n)$ jest typu skokowego, jeżeli może przybierać tylko co najwyżej przeliczalną ilość zbioru wartości $(x_{1i},x_{2j},\ldots,x_{nk})$ odpowiednio z prawdopodobieństwem $p_{ij,\ldots,k}$.

Wskaźniki $i,j,\ldots,k$ przybierają wartości ze zbiorów liczb całkowitych, przy czym nie muszą to być zbiory równoliczne i jednakowe.

Z przyjętego zespołu pewników wynika, że zachodzi równość:

$$3.\quad \sum_i \sum_j \ldots \sum_k p_{ij,\ldots,k} = 1$$

Dystrybuanta $F(x_1,x_2,\ldots,x_n)$ przybiera tu postać

$$4.\quad F(x_1,x_2,\ldots,x_n) = \sum_{\substack{x_{1i} < x_1 \\ x_{2j} < x_2 \\ x_{nk} < x_n}} p_{i,j,\ldots,k}$$

gdzie sumowanie rozciąga się na wszystkie te punkty $(x_1,x_2,\ldots,x_n)$ dla których spełnione są nierówności $x_{1i} < x_1$; $x_{2j} < x_2,\ldots,$ i $x_{nk} < x_n$.

Rozkłady brzegowe

Niech $(X_1,X_2,\ldots,X_n)$ będzie wielowymiarową zmienną losową typu skokowego przybierającą wartości $(x_{1i},x_{2j},\ldots,x_{nk})$. Mamy

$$P(X_1 = x_{1i},\ X_2 = x_{2j},\ldots,X_n = x_{nk}) = p_{i,j,\ldots,k}$$

Oznaczmy

$$p_{\cdot j,\ldots,k} = \sum_i p_{i,j,\ldots,k}$$

$$p_{i,\cdot,\ldots,k} = \sum_j p_{i,j,\ldots,k}$$

$$\vdots$$

$$p_{i,j,\ldots,\cdot} = \sum_k p_{i,j,\ldots,k}$$

Mamy

$$p_{\cdot j,\ldots,k} = \sum_i p_{i,j,\ldots,k} =$$

$$= P(X_1 = x_{11},\ X_2 = x_{2j},\ldots,X_n = x_{nk}) +$$

$$+ P(X_1 = x_{12},\ X_2 = x_{2j},\ldots,X_n = x_{nk}) +$$

$$+ P(X_1 = x_{13},\ X_2 = x_{2j},\ldots,X_n = x_{nk}) + \ldots$$

a więc $p_{\cdot j,\ldots,k}$ oznacza prawdopodobieństwo, że $X_2 = x_{2j},\ldots,X_n = x_{nk}$, gdy X_1 przybiera którąkolwiek z możliwych wartości. Można więc napisać

$$p_{\cdot j,\ldots,k} = P(X_2 = x_{2j},\ldots,X_n = x_{nk})$$

Zespół liczb $p_{\cdot j,\ldots,k}$ jest więc zbiorem wartości funkcji prawdopodobieństwa. Rozkład wyznaczany przez tę funkcję prawdopodobieństwa nazywamy rozkładam brzegowym zmiennych losowych $(X_2,\ldots,X_n)$ w rozkładzie wielowymiarowej zmiennej $(X_1,X_2,\ldots,X_n)$.

Podobnie ma się z zespołami liczb $p_{i,\ldots,k}$ i $p_{ij,\ldots,\cdot}$.

Niezależne zmienne losowe

Niech $F(x_1,x_2,\ldots,x_n), F_1(x_1), F_2(x_2),\ldots,F_n(x_n)$ oznaczają odpowiednio dystrybuantę wielowymiarowej zmiennej losowej $(X_1,X_2,\ldots,X_n)$ i dystrybuanty brzegowe zmiennych losowych $x_1,x_2,\ldots,x_n$.

Jeżeli zmienne losowe $X_1,X_2,\ldots,X_n$ są niezależne to dla dowolnego zbioru liczb rzeczywistych $(x_1,x_2,\ldots,x_n)$ zachodzi równość

$$F(x_1,x_2,\ldots,x_n) = F_1(x_1) \cdot F_2(X_2),\ldots,F_n(x_n).$$

Rozkład sumy n zmiennych losowych

Zmienna losowe $X_1 + X_2 + \ldots + X_n$ jest funkcją wielowymiarowej zmiennej losowej $(X_1, X_2, \ldots, X_n)$.

Do zbioru zmiennej losowej $X_1 + X_2 + \ldots X_n$ należę wszystkie możliwe wartości sumy $x_1 + x_2 + \ldots + x_n$, gdzie x_1 jest możliwą wartością zmiennej losowej X_1, x_2 jest możliwą wartością zmiennej losowej X_2 i $\ldots$ x_n jest możliwą wartością zmiennej losowej X_n.

Jeśli $(X_1, X_2, \ldots, X_n)$ jest zmienną typu skokowego przybierającą wartości $(x_{1i}, x_{2j}, \ldots, x_{nk})$, to mamy

$$F(z) = \sum_{x_{1i}+x_{2j}+\ldots+x_{nk} < z} P(X_1 = x_{1i}, X_2 = x_{2j}, \ldots, X_n = x_{nk})$$

gdzie sumowanie rozciąga się na te wszystkie wartości $x_{1i}, x_{2j}, \ldots, x_{nk}$, dla których spełniona jest nierówność pod znakiem sumy.

Niech $S_1, S_2, \ldots, S_n$ będą dowolnymi zbiorami borelowskimi odpowiednio na osi $x_1, x_2, \ldots, x_n$. Można wykazać, że gdy zmienne losowe $X_1, X_2, \ldots, X_n$ są niezależne, to zachodzi równość

$$P(X_1 \in S_1, X_2 \in S_2, \ldots, X_n \in S_n) =$$

$$= P(X_1 \in S_1) \cdot P(X_2 \in S_2) \cdot \ldots \cdot P(X_n \in S_n).$$

Wartość przeciętna sumy zmiennych losowych wielowymiarowych

Niech $X_1, X_2, \ldots, X_n$ będą zmiennymi losowymi (zależnymi lub niezależnymi). Załóżmy, że istnieją wartości przeciętne $E(X_1), E(X_2), \ldots, E(X_n)$. Rozważmy zmienną losową $Z = X_1 + X_2 + \ldots + X_n$ i znajdźmy wartość przeciętną $E(Z)$.

Niech $X_1, X_2, \ldots, X_n$ będą zmiennymi losowymi typu skokowego o punktach skokowych $(x_{1i}, x_{2j}, \ldots, x_{nk})$ i skokach $p_{ij,\ldots,k}$.

Uwzględniając założenie o istnieniu $E(X_1), E(X_2), \ldots, E(X_n)$ otrzymujemy

$$E(Z) = \sum_{i,j,\ldots,k} p_{ij,\ldots,k}(x_{1i} + x_{2j} + \ldots + x_{kn}) =$$

$$= E(X_1) + E(X_2) + \ldots + E(X_n).$$

Wartość przeciętna sumy dowolnej skończonej ilości zmiennych losowych równa się sumie wartości przeciętnych poszczególnych zmiennych losowych.

Wariancja sumy dowolnej skończonej ilości niezależnych zmiennych losowych równa się sumie wariancji tych zmiennych

$$Os^2(z) = Os^2(X_1) + Os^2(X_2) + \ldots + Os^2(X_n).$$

10.3. Wpływ zmiany wielkości wydobycia z poszczególnych ścian oraz zmian w odchyleniu standardowym na sytuację decyzyjną przy określaniu liczby czynnych wyrobisk wybierkowych

Każde wyrobisko wybierkowe a bardziej konkretnie wydobycie z każdego wyrobiska jest zmienną losową jednowymiarową natomiast wydobycie kopalni jest zmienną losową wielowymiarową.

Wydobycie kopalni, jako zmienna losowa wielowymiarowa może być opisane rozkładem normalnym i wymaga nadmiaru techniczno-organizacyjnego Nto = $= k\alpha \cdot Osw$, co w przeliczeniu na:

- liczbę ścian wynosi $Ns = \frac{k\alpha \cdot Osw}{Qs}$,
- długość frontu eksploatacyjnego $Ns\ fr = \frac{k\alpha \cdot Osw}{Qds}$,
- powierzchnię frontu eksploatacyjnego $Np\ f = \frac{k\alpha \cdot Osw}{Qsp}$,

gdzie Qs, Qds i Qsp oznaczają odpowiednio wydobycie ze ściany, 1 m długości ściany i 1 m^2 powierzchni ściany i mogą być określone na podstawie oszacowanych równań regresji.

Brak nadmiaru techniczno-organizacyjnego jest przyczyną arytmii wydobycia i stwarza ryzyko niewykonania planu.

Definiując to ryzyko R, jako stosunek nadmiaru wyrażonego wielkością wydobycia do: R_I - planowanego wydobycia, R_{II} - planowanego wydobycia powiększonego o wielkość koniecznego nadmiaru, prześledzimy jego zmiany wywołane:

- zmianą liczby ścian,
- zmianą wielkości wydobycia ze ściany,
- zmianą odchylenia standardowego.

Zgodnie z tak sformułowaną definicją ryzyko niewykonania planu wydobycie wyraża się wzorami:

$$R_I = \frac{k\alpha \cdot Osw}{\sum_{i=1}^{n} \bar{Q}i} \cdot 100\%$$

$$R_{II} = \frac{k\alpha \cdot Osw}{\sum_{i=1}^{n} Qi + k\alpha \cdot Osw} \cdot 100\%$$

gdzie:

n - liczba ścian i = 1,2,...,n

$\bar{Q}i$ - średnie wydobycie z i-tej ściany

$$Osw = \sqrt{\sum_{i=1}^{n} Osi^2}$$

$$Osi = \sqrt{\frac{\sum_{j=1}^{n} (Qij - \bar{Q}i)^2}{n}}$$

$$Qi = \frac{1}{n} \sum_{j=1}^{n} Qij$$

Dla zobrazowania zmian wysokości ryzyka nie wykonania planu wydobycia posłużono się wyidealizowaną sytuacją, w której kopalnia eksploatuje wyrobiska wybierkowe o tym samym wydobyciu i takim samym odchyleniu standardowym (tabele 17-25).

Takie potraktowanie sytuacji decyzyjnej umożliwiło ocenić zmiany wysokości ryzyka w zależności od liczby wyrobisk wybierkowych oraz

a) od zmiany wielkości wydobycia - rys. 11,
b) od zmiany odchylenia standardowego - rys. 12.

Z przedstawionych w tabelach wielkości ryzyka oraz ilustracji jego zmian na rys. 11 i 12 wynika, że: ryzyko nie wykonania planu wydobycia maleje wraz ze wzrostem liczby ścian oraz wraz ze wzrostem wydobycia, o ile wysokość odchylenia standardowego w liczbach absolutnych pozostaje bez zmian. Jest to sytuacja w której maleje udział odchylenia standardowego, w stosunku do wydobycia średniego. Stanowi to o lepszym wykorzystaniu potencjału produkcyjnego a także o skutecznym ograniczeniu wpływu czynników losowych. Tego typu efekty można uzyskać między innymi przez zastosowanie akumulatorów urobku.

W tabelach 26-29 zestawiono zmianę wielkości ryzyka nie wykonania planu wydobycia w zależności od liczby ścian, jakie należy uruchomić dla realizacji założonej planem wielkości wydobycia oraz przy założeniu stałego opanowania potencjału produkcyjnego, tzn. przy stałym udziale od-

Tabela 17

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia w zależności od liczby ścian czynnych

$\bar{Q}i$ = 1000 T/d Osi = 250 T/d

Liczba ścian	Sumaryczne wydobycie średnie	Odchylenie standardowe wydobycia	Wielkość rezerwowa wydobycia	Przyrost rezerwy wydobycia	Sumaryczne wydobycie całkowite	R_I	R_{II}
1	2	3	4	5	6	7	8
6	6000	612	1007	87	7007	16,8	14,4
7	7000	661	1087	80	8087	15,5	13,4
8	8000	707	1163	76	9163	14,5	12,7
9	9000	750	1234	71	10234	13,7	12,1
10	10000	791	1301	67	11301	13,0	11,5
11	11000	829	1364	63	12364	12,4	11,0
12	12000	866	1425	61	13425	11,9	10,6
13	13000	901	1482	57	14482	11,4	10,2
14	14000	935	1538	56	15538	11,0	9,9
15	15000	968	1592	54	16592	10,6	9,6
16	16000	1000	1645	53	17645	10,3	9,3
17	17000	1031	1696	51	18696	10,0	9,1
18	18000	1061	1745	49	19745	9,7	8,8
19	19000	1090	1793	48	20793	9,4	8,6
20	20000	1118	1839	46	21839	9,2	8,4
21	21000	1146	1885	46	22885	9,0	8,2
22	22000	1173	1930	45	23930	8,8	8,1
23	23000	1199	1972	42	24972	8,6	7,9
24	24000	1225	2015	43	26015	8,4	7,7
25	25000	1250	2056	41	27056	8,2	7,6

Tabela 18

Zmiana ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od liczby ścian czynnych

$\bar{Q}i$ = 1000 T/d Osi = 200 T/d

Liczba ścian	Sumaryczne wydobycie średnie	Odchylenie standardowe wydobycia	Nadmiar wydobycia	Przyrost rezerwy wydobycia	Sumaryczne wydobycie całkowite	R_I	R_{II}
1	2	3	4	5	6	7	8
6	6000	490	806	70	6806	13,4	11,8
7	7000	529	871	65	7871	12,4	11,1
8	8000	566	931	60	8931	11,6	10,4
9	9000	600	987	56	9987	11,0	9,9
10	10000	633	1040	53	11040	10,4	9,4
11	11000	663	1091	51	12091	9,9	9,0
12	12000	693	1140	49	13140	9,5	8,7
13	13000	721	1186	46	14186	9,1	8,4
14	14000	748	1231	45	15231	8,8	8,1
15	15000	775	1274	44	16274	8,5	7,8
16	16000	800	1316	42	17316	8,2	7,6
17	17000	825	1356	40	18356	8,0	7,4
18	18000	849	1396	40	19396	7,8	7,2
19	19000	872	1434	38	20434	7,5	7,0
20	20000	894	1471	37	21471	7,4	6,9
21	21000	917	1508	37	22508	7,2	6,7
22	22000	938	1543	35	23543	7,0	6,6
23	23000	959	1578	35	24578	6,9	6,4
24	24000	980	1612	34	25612	6,7	6,3
25	25000	1000	1645	30	26645	6,6	6,2

Tabela 19

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od liczby ścian czynnych

$\bar{Q}i$ = 1000 T/d Osi = 150 T/d

Liczba ścian	Sumaryczne wydobycie średnie	Odchylenie standardowe wydobycia	Wielkość rezerwowa wydobycia	Przyrost rezerwy wydobycia	Sumaryczne wydobycie całkowite	R_I	R_{II}
1	2	3	4	5	6	7	8
6	6000	367	604	53	6604	10,1	9,1
7	7000	397	653	49	7653	9,3	8,5
8	8000	424	697	44	8697	8,7	8,0
9	9000	450	740	43	9740	8,2	7,6
10	10000	474	780	40	10780	7,8	7,2
11	11000	497	818	38	11818	7,4	6,9
12	12000	520	855	37	12855	7,1	6,7
13	13000	541	890	35	13890	6,8	6,4
14	14000	561	923	33	14923	6,6	6,2
15	15000	581	926	33	15956	6,4	6,0
16	16000	600	987	31	16987	6,2	5,8
17	17000	618	1017	30	18017	6,0	5,6
18	18000	636	1046	29	19046	5,8	5,5
19	19000	654	1076	30	20076	5,7	5,4
20	20000	671	1104	28	21104	5,5	5,2
21	21000	687	1130	26	22130	5,4	5,1
22	22000	704	1158	28	23158	5,3	5,0
23	23000	719	1183	25	24183	5,1	4,9
24	24000	735	1209	26	25209	5,0	4,8
25	25000	750	1234	25	26234	4,9	4,7

Tabela 20

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia w zależności od liczby ścian czynnych

$\bar{Q}i$ = 800 T/d Osi = 250 T/d

Liczba ścian	Sumaryczne wydobycie średnie	Odchylenie standardowe wydobycia	Wielkość rezerwowe wydobycia	Przyrost rezerwy wydobycia	Sumaryczne wydobycia całkowite	R_I	R_{II}
1	2	3	4	5	6	7	8
6	4800	612	1007	87	5807	21,0	17,3
7	5600	661	1087	80	6687	19,4	16,3
8	6400	707	1163	76	7563	18,2	15,4
9	7200	750	1234	71	8434	17,1	14,6
10	8000	791	1301	67	9301	16,3	14,0
11	8800	829	1364	63	10164	15,5	13,4
12	9600	866	1425	61	11025	14,8	12,9
13	10400	901	1482	57	11882	14,3	12,5
14	11200	935	1538	56	12738	13,7	12,1
15	12000	968	1592	54	13592	13,3	11,7
16	12800	1000	1645	53	14445	12,9	11,4
17	13600	1031	1696	51	15296	12,5	11,1
18	14400	1061	1745	49	16145	12,1	10,8
19	15200	1090	1793	48	16993	11,8	10,6
20	16000	1118	1839	46	17839	11,2	10,3
21	16800	1146	1885	46	18685	11,2	10,1
22	17600	1173	1930	45	19530	11,0	9,9
23	18400	1199	1972	42	20372	10,7	9,7
24	19200	1225	2015	43	21215	10,5	9,5
25	20000	1250	2056	41	22056	10,3	9,3

Tabela 21

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od liczby ścian czynnych

$\bar{Q}i$ = 800 T/d Osi = 200 T/d

Liczba ścian	Sumaryczne wydobycie średnie	Odchylenie standardowe	Nadmiar wydobycia	Przyrost rezerwy wydobycia	Sumaryczne wydobycie całkowite	R_I	R_{II}
1	2	3	4	5	6	7	8
6	4800	490	806	70	5606	10,2	14,4
7	5600	529	871	65	6471	9,5	13,5
8	6400	566	931	60	7331	8,8	12,7
9	7200	600	987	56	8187	8,3	12,1
10	8000	633	1040	53	9040	7,9	11,5
11	8800	663	1091	51	9891	7,5	11,0
12	8600	693	1140	49	10740	7,2	10,6
13	10400	721	1186	46	11586	6,9	10,2
14	11200	748	1231	45	12431	6,7	9,9
15	12000	775	1274	44	13274	6,5	9,6
16	12800	800	1316	42	14116	6,3	9,3
17	13600	825	1356	40	14956	6,1	9,1
18	14400	849	1396	40	15796	5,9	8,8
19	15200	872	1434	38	16634	5,7	8,6
20	16000	894	1471	37	17471	5,6	8,4
21	16800	917	1508	37	18308	5,5	8,2
22	17600	938	1543	35	19143	5,3	8,1
23	18400	959	1578	35	19978	5,2	7,9
24	19200	980	1612	34	20812	5,1	7,7
25	20000	1000	1645	30	21645	5,0	7,6

Tabela 22

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od liczby ścian czynnych

$\bar{Q}i$ = 800 T/d Osi = 150 T/d

Liczba ścian	Sumaryczne wydobycie średnie	Odchylenie standardowe	Wielkość rezerwowa wydobycia	Przyrost rezerwy wydobycia	Sumaryczne wydobycie całkowite	R_I	R_{II}
1	2	3	4	5	6	7	8
6	4800	367	604	53	5404	12,6	11,2
7	5600	397	653	49	6253	11,7	10,4
8	6400	424	697	44	7097	10,9	9,8
9	7200	450	740	43	7940	10,3	9,3
10	8000	474	780	40	8780	9,8	8,9
11	8800	497	818	38	9618	9,3	8,5
12	9600	520	855	37	10455	8,9	8,2
13	10400	541	890	35	11290	8,6	7,9
14	11200	561	923	33	12123	8,2	7,6
15	12000	581	956	33	13156	8,0	7,3
16	12800	600	987	31	13787	7,7	7,2
17	13600	618	1017	30	14617	7,5	7,0
18	14400	636	1046	29	15446	7,3	6,8
19	15200	654	1076	30	16276	7,1	6,6
20	16000	671	1104	28	17104	6,9	6,5
21	16800	687	1130	26	17930	6,7	6,3
22	17600	704	1158	28	18758	6,6	6,2
23	18400	719	1183	25	19583	6,4	6,0
24	19200	735	1209	26	20409	6,3	5,9
25	20000	750	1234	25	21234	6,2	5,8

Tabela 23

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od liczby ścian czynnych

Qi = 600 T/d Osi = 250 T/d

Liczba ścian	Sumaryczne wydobycie średnie	Odchylenie standardowe	Wielkość rezerwowa wydobycia	Przyrost rezerwy wydobycia	Sumaryczne wydobycie całkowite	R_I	R_{II}
1	2	3	4	5	6	7	8
6	3600	612	1007	87	4607	28,0	21,9
7	4200	661	1087	80	5287	25,9	20,6
8	4800	707	1163	76	5963	24,2	19,5
9	5400	750	1234	71	6634	22,9	18,6
10	6000	791	1301	67	7301	21,7	17,8
11	6600	829	1364	63	7964	20,7	17,1
12	7200	866	1425	61	8625	19,8	16,5
13	7800	901	1482	57	9282	19,0	16,0
14	8400	935	1538	56	9938	18,3	15,5
15	9000	968	1592	54	10592	17,6	15,0
16	9600	1000	1645	53	11245	17,1	14,6
17	10200	1031	1696	51	11896	16,6	14,3
18	10800	1061	1745	49	12545	16,2	13,9
19	11400	1090	1793	48	13193	15,7	13,6
20	12000	1118	1839	46	13839	15,3	13,3
21	12600	1146	1885	46	14485	15,0	13,0
22	13200	1173	1930	45	15130	14,6	12,8
23	13800	1199	1972	42	15772	14,3	12,5
24	14400	1225	2015	43	16415	14 0	12,3
25	15000	1250	2056	41	17056	13 7	12,1

Tabela 24

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od liczby ścian czynnych

Qi = 600 T/d Osi = 200 T/d

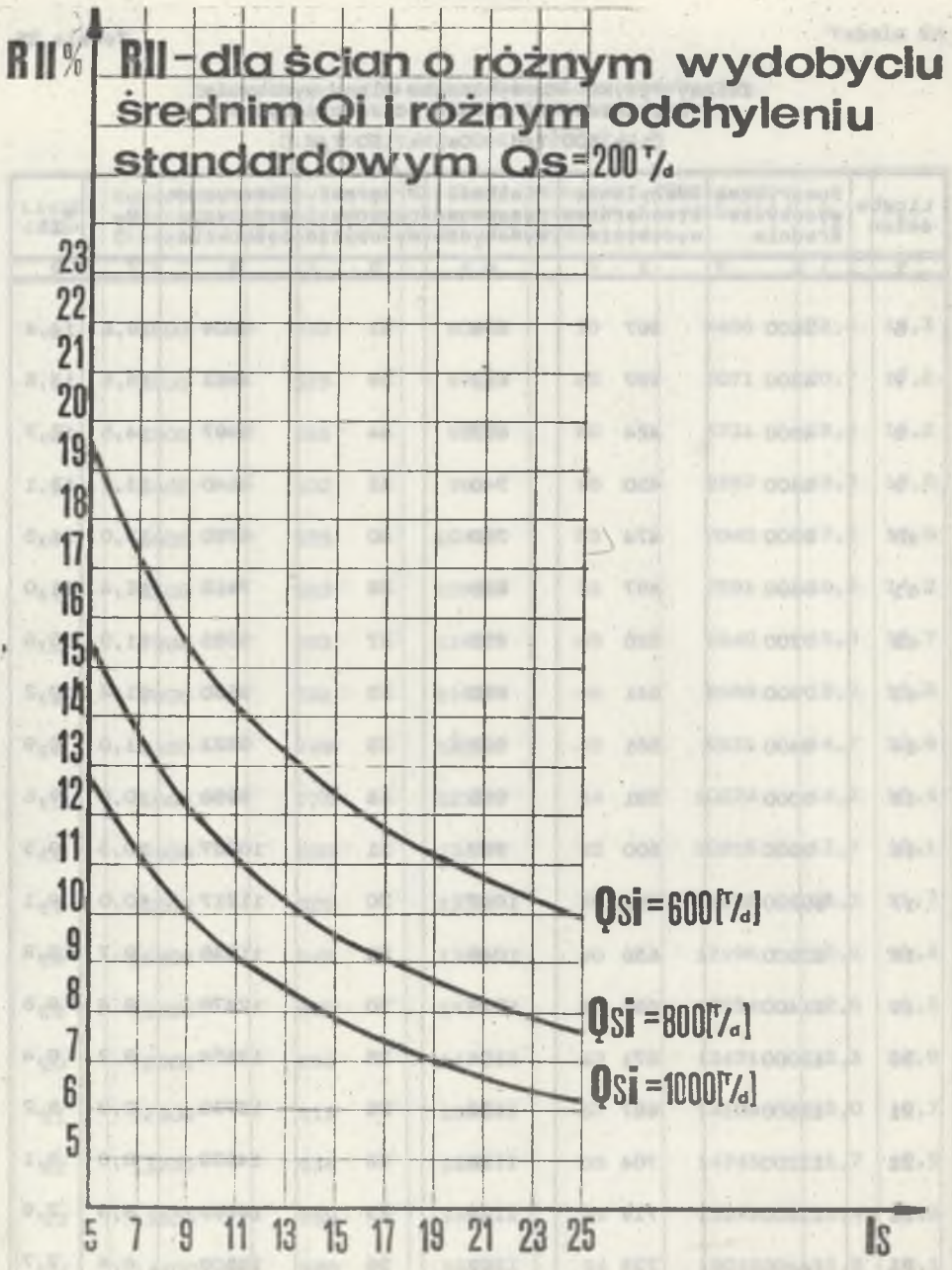
Liczba ścian	Sumaryczne wydobycie średnie	Odchylenie standardowe wydobycia	Wielkość rezerwowa wydobycia	Przyrost rezerwy wydobycia	Sumaryczne wydobycie	R_I	R_{II}
1	2	3	4	5	6	7	8
6	3600	490	806	70	4406	22,4	18,3
7	4200	529	871	65	5071	20,7	17,2
8	4800	566	931	60	5731	19,4	16,2
9	5400	600	987	56	6387	18,3	15,5
10	6000	633	1040	53	7040	17,3	14,8
11	6600	663	1091	51	7691	16,5	14,2
12	7200	693	1140	49	8340	15,8	13,7
13	7800	721	1186	46	8986	15,2	13,2
14	8400	748	1231	45	9631	14,7	12,8
15	9000	775	1274	44	10274	14,2	12,4
16	9600	800	1316	42	10916	13,7	12,1
17	10200	825	1356	40	11556	13,3	11,7
18	10800	849	1396	40	12196	12,9	11,4
19	11400	872	1434	38	12834	12,6	11,2
20	12000	894	1471	37	13471	12,3	10,9
21	12600	917	1508	37	14108	12,0	10,7
22	13200	938	1543	35	14743	11,7	10,5
23	13800	959	1578	35	15378	11,4	10,3
24	14400	980	1612	34	16012	11,2	10,1
25	15000	1000	1645	30	16645	11,0	9,9

Tabela 25

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od liczby ścian czynnych

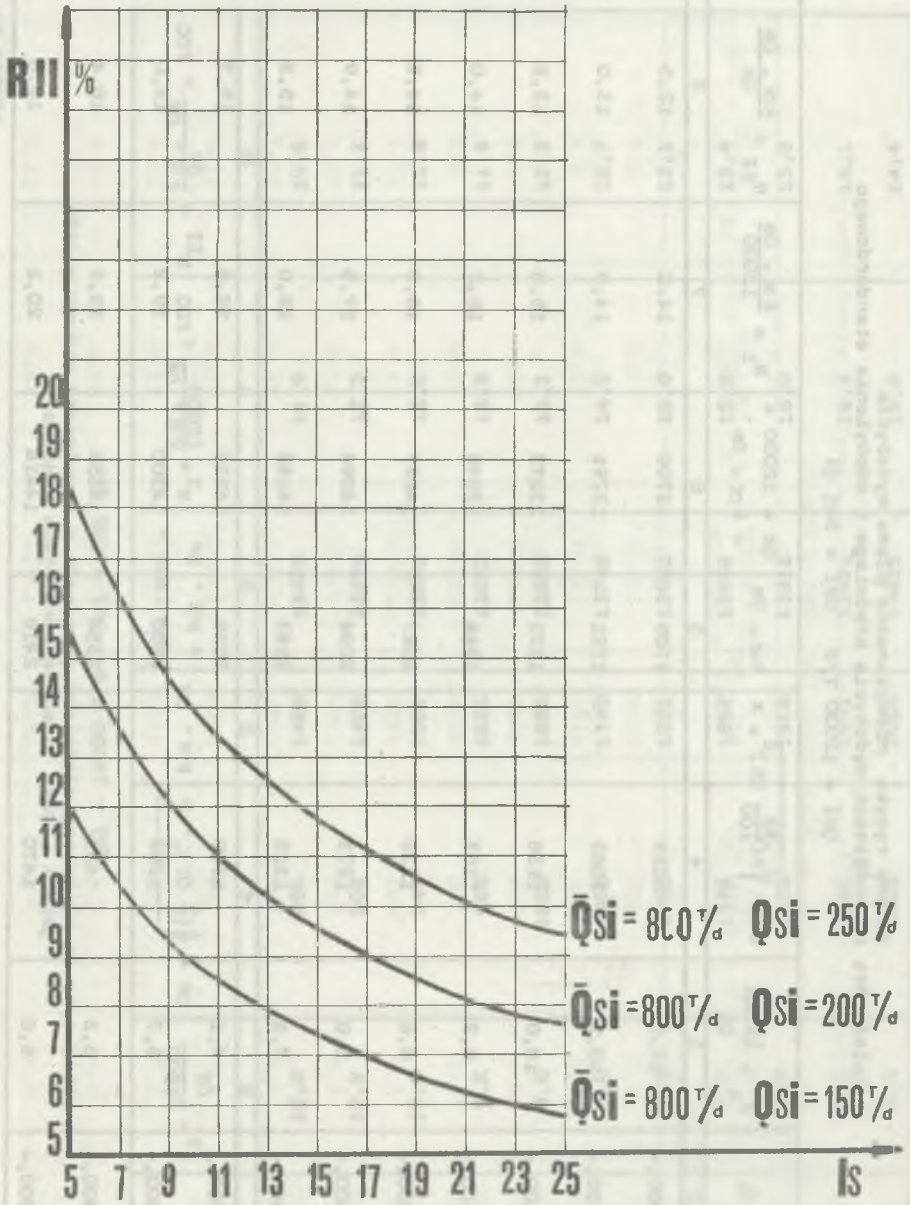
Qi = 600 T/d Osi = 150 T/d

Liczba ścian	Sumaryczne wydobycie średnie	Odchylenie standardowe wydobycia	Wielkość rezerwowa wydobycia	Przyrost rezerwy wydobycia	Sumaryczne wydobycie całkowite	R_I	R_{II}
1	2	3	4	5	6	7	8
6	3600	367	604	53	4204	16,8	14,4
7	4200	397	653	49	4853	15,5	13,5
8	4800	424	697	44	5497	14,5	12,7
9	5400	450	740	43	6140	13,7	12,1
10	6000	474	780	40	6780	13,0	11,5
11	6600	497	818	38	7418	12,4	11,0
12	7200	520	855	37	8055	11,9	10,6
13	7800	541	890	35	8690	11,4	10,2
14	8400	561	923	33	9323	11,0	9,9
15	9000	581	956	33	9956	10,6	9,6
16	9600	600	987	31	10587	10,3	9,3
17	10200	618	1017	30	11217	10,0	9,1
18	10800	636	1046	29	11846	9,7	8,8
19	11400	654	1076	30	12476	9,4	8,6
20	12000	671	1104	28	13104	9,2	8,4
21	12600	687	1130	26	13730	9,0	8,2
22	13200	704	1158	28	14358	8,8	8,1
23	13800	719	1183	25	14983	8,6	7,9
24	14400	735	1209	26	15609	8,4	7,7
25	15000	750	1234	25	16234	8,2	7,6



Rys. 11. Ryzyko niewykonania planu wydobycia w zależności od liczby ścian czynnych przy stałym odchyleniu standardowym

Fig. 11. Risk of not realizing a winning plan according to number of longwalls at constant standard deviation



Rys. 12. Ryzyko niewykonania planu wydobycia w zależności od liczby ścian czynnych przy zmiennym odchyleniu standardowym

Fig. 12. Risk of not realizing a winning plan according to number of longwalls at variable standard deviation

Tabela 26

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od wielkości wydobycia średniego i odchylenia standardowego

Qpl = 12000 T/d Osi = 30% Qi

Lp.	Qi	$n_i = \frac{12000}{Qi}$	$Os = \sqrt{n(\frac{30}{100} Qi)^2 \cdot x}$	$k\alpha \cdot Os$	$Qc = 12000 + k\alpha \cdot Os$	$R_I = \frac{k\alpha \cdot Os}{12000}$	$R_{II} = \frac{k\alpha \cdot Os}{Qc}$
1	2	3	4	5	6	7	8
6	1000,-	12,0	1039	1709	13709	14,2	12,5
7	1100,-	10,9	1089	1791	13791	14,9	13,0
8	1200,-	10,0	1138	1872	13872	15,6	13,5
9	1300,-	9,2	1183	1946	13946	16,2	14,0
10	1400,-	8,6	1232	2027	14027	16,9	14,5
11	1500,-	8,0	1273	2094	14094	17,5	14,9
12	1600,-	7,5	1315	2163	14163	18,0	15,3
13	1700,-	7,1	1359	2236	14236	18,6	15,7
14	1800,-	6,7	1398	2300	14300	19,2	16,0
15	1900,-	6,3	1431	2354	14354	19,6	16,4
16	2000,-	6,0	1470	2418	14418	20,2	16,8

Tabela 27

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od wielkości wydobycia średniego i odchylenia standardowego

Qpl = 12000 T/d Osi = 25% Qśr

Lp.	$\bar{Q}i$	$n_i = \frac{12000}{Qi}$	$Os = \sqrt{(\frac{1}{4} Qi)^2 \cdot n}$	$k\alpha \cdot Os$	$Qc = 1200 + k\alpha \cdot Os$	$R_I = \frac{k\alpha \cdot Os}{12000} \cdot 100$	$R_{II} = \frac{k\alpha \cdot Os}{Qc} \cdot 100$
1	2	3	4	5	6	7	8
6	1000	12,0	866	1425	13425	11,9	10,6
7	1100	10,9	908	1494	13494	12,5	11,1
8	1200	10,0	949	1561	13561	13,0	11,5
9	1300	9,2	986	1622	13622	13,5	11,9
10	1400	8,6	1026	1688	13688	14,1	12,3
11	1500	8,0	1061	1745	13745	14,5	12,7
12	1600	7,5	1095	1801	13801	15,0	13,1
13	1700	7,1	1132	1862	13862	15,5	13,4
14	1800	6,7	1165	1916	13916	16,0	13,8
15	1900	6,3	1192	1961	13961	16,4	14,1
16	2000	6,0	1225	2015	14015	16,8	14,4

Tabela 28

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od wielkości wydobycia średniego i odchylenia standardowego

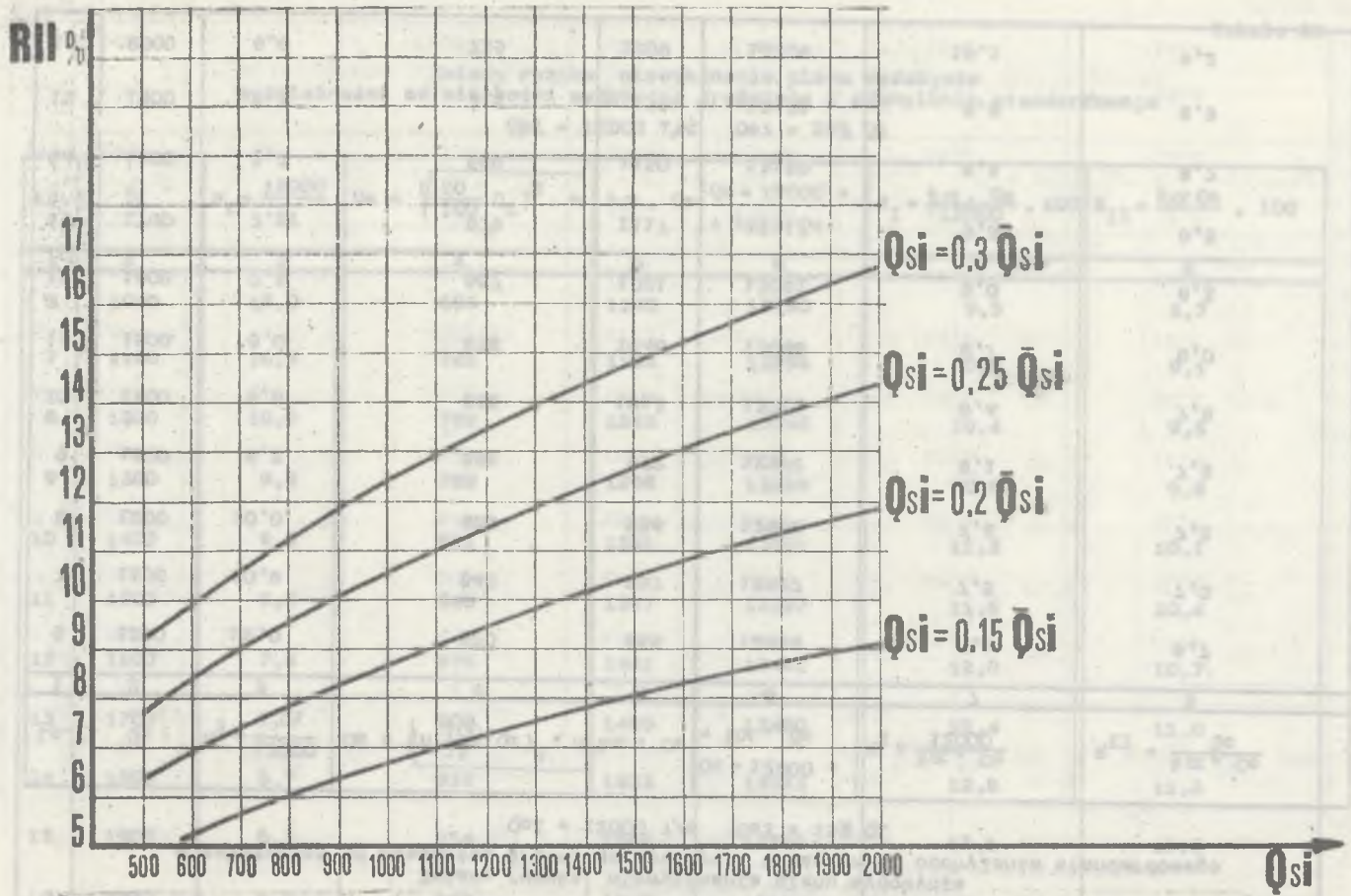
Qpl = 12000 T/d Osi = 20% Qi

Lp.	$\bar{Q}i$	$n_i = \frac{12000}{Qi}$	$Os = \sqrt{(\frac{20}{100} Q_i)^2 \cdot n}$	$k\alpha \cdot Os$	$Qc = 12000 + k\alpha \cdot Os$	$R_I = \frac{k\alpha \cdot Os}{12000} \cdot 100$	$R_{II} = \frac{k\alpha Os}{} \cdot 100$
1	2	3	4	5	6	7	8
6	1000	12,0	693	1140	13140	9,5	8,7
7	1100	10,9	726	1194	13194	10,0	9,1
8	1200	10,0	759	1249	13248	10,4	9,5
9	1300	9,2	789	1298	13298	10,8	9,8
10	1400	8,6	821	1351	13351	11,3	10,1
11	1500	8,0	849	1397	13397	11,6	10,4
12	1600	7,5	876	1441	13441	12,0	10,7
13	1700	7,1	906	1490	13490	12,4	11,0
14	1800	6,7	932	1533	13533	12,8	11,3
15	1900	6,3	954	1569	13569	13,1	11,6
16	2000	6,0	980	1612	13612	13,4	11,8

Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia
w zależności od wielkości średniego wydobycia ze ściany i odchylenia standardowego

Qpl = 12000 T/d Osi = 15% Qi

Lp.	$\bar{Q}i$	$n_i = \frac{12000}{Qi}$	$Os = \sqrt{n(\frac{15}{100} Qi)^2 \cdot n}$	kα . Os	Qc = 12000 + + kα . Os	$R_I = \frac{k\alpha \cdot Os}{12000}$	$R_{II} = \frac{k\alpha \cdot Os}{Qc}$
1	2	3	4	5	6	7	8
6	1200	12,0	520	855	12855	7,1	6,7
7	1100	10,9	545	897	12897	7,5	7,0
8	1200	10,0	569	936	12936	7,8	7,2
9	1300	9,2	591	972	12972	8,1	7,5
10	1400	8,6	616	1013	13013	8,4	7,8
11	1500	8,0	636	1046	13046	8,7	8,0
12	1600	7,5	657	1081	13081	9,0	8,3
13	1700	7,1	679	1117	13117	9,3	8,5
14	1800	6,7	699	1150	13150	9,6	8,7
15	1900	6,3	715	1176	13176	9,8	8,9
16	2000	6,0	735	1209	13209	10,1	9,2



Rys. 13. Zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia w zależności od wielkości wydobycia ze ścian

Fig. 13. Changes plan according to output from longwalls

chylenia standardowego w stosunku do wielkości średnich (odchylenie standardowe stanowi stały procent wydobycia średniego). Dane zawarte w tych tabelach posłużyły do graficznej ilustracji zmian poziomu ryzyka nie wykonania planu wydobycia wynikającej ze zmian wielkości wydobycia ze ścian rys. 13.

Z danych zawartych w tabelach 26-29 a także z rysunku 13 wynika, że ryzyko nie wykonania planu wydobycia rośnie wraz z wielkością wydobycia ze ścian o ile wzrost tego wydobycia idzie w parze ze wzrostem odchylenia standardowego rośnie również wraz ze wzrostem odchylenia standardowego. Reasumując można stwierdzić, że ryzyko nie wykonania planu wydobycia maleje wraz ze wzrostem liczby ścian czynnych lub odwrotnie rośnie wraz ze wzrostem koncentracji wydobycia (wzrost wydobycia z jednej ściany przyczynia się do zmniejszenia liczby ścian czynnych), maleje i to w sposób znaczący wraz ze zmniejszeniem odchylenia standardowego. Tłumaczy to obserwowaną niechęć do uruchamiania ścian z odpowiednio dużym wydobyciem np. ścian z dwoma maszynami urabiająco-ładującymi. Uważa się, że kopalnia posiadająca ekonomicznie uzasadniony nadmiar techniczno-organizacyjny takich obaw by nie miała. Pierwsza część wniosku skłania do projektowania kopalń o odpowiednio dużym wydobyciu dobowym, a tym samym o większej liczbie ścian. Druga część wniosku skłania do działań na rzecz ograniczania rozrzutu wydobycia mierzonego odchyleniem standardowym. Tego typu efekty można uzyskać poprzez działanie techniczne, np. akumulatory urobku oraz na drodze organizacyjnej, przez zmianę w systemie rozliczania wyrobisk wybierkowych.

Z przeprowadzonych badań i analiz najbardziej odpowiednie jest rozliczanie wyrobisk w systemie tygodniowym, gdyż dla tego okresu obserwuje się najmniejszy udział odchylenia standardowego w wydobyciu średnim. Rozważane sytuacje decyzyjne nie odzwierciedlają stanów faktycznych kopalni węgla kamiennego lecz stworzone były świadomie dla uchwycenia zmian pomiędzy analizowanymi czynnikami. Dla konkretnej kopalni węgla kamiennego można opracować podobne zestawienie przestrzegając podane reguły postępowania.

11. ZAGADNIENIA WYBORU TYPU UKŁADU TECHNICZNO-ORGANIZACYJNEGO DLA KONKRETNEGO WYROBISKA EKSPLOATACYJNEGO

Obserwowny postęp techniczny w zakresie uzbrojenia technicznego wyrobisk eksploatacyjnych można również wyrazić liczbą typów uzbrojenia oraz ich zakresami pracy. Z przeprowadzonych obserwacji wynika, że wzrasta liczba typów uzbrojenia oraz zwiększają się zakresy ich pracy (wysokość, kąt nachylenia).

Określone wyrobisko eksploatacyjne można uzbroić w różne typy uzbrojenia, co w znaczący sposób decyduje o późniejszych wynikach produkcyjnych, jakie będą uzyskiwane z tego wyrobiska. Dla przykładu wyrobisko wybierkowe o wysokości 2,3 m i kącie nachylenia 8° przy kierowaniu stropem na zawał można uzbroić w: obudowy Glinik 08/26 Ozk; FAZOS 12/28 Oz; FAZOS 15/31 Oz; FAZOS 19/32 Oz2; FAZOS 17/37 Oz; Pioma 18/37 Oz; maszyny urabiająco-ładujące: KWB-3 RDUN; KGS-320; KWB-3 RDUW/B; przenośniki: Rybnik 80; Rybnik 73/02; Rybnik 80/Poltrak.

W tabeli 30 zestawiono liczbę możliwych wariantów uzbrojenia technicznego dla wyrobisk wybierkowych.

Zestawienie liczby wariantów uzbrojenia technicznego należy traktować jako potencjalny zbiór, który w praktyce ograniczony jest stanem posiadania kopalni i ulokowanymi zamówieniami u producentów. Gdy do każdego wariantu technicznego włączymy najbardziej odpowiednie formy organizacji robót, pracy i systemy pracy (patrz 35, 99) otrzymamy zbiór rozwiązań techniczno-organizacyjnych różniących się przede wszystkim wysokością koniecznych nakładów inwestycyjnych, kosztami i wielkościami wydobycia. Z tej krótkiej charakterystyki wynika, że problem zbrojenia wyrobisk eksploatacyjnych należy traktować jako wielowariantowy i wielokryterialny. Szeroko na ten temat traktuje praca [33]. W pracy tej podkreśla się znaczenie prawidłowego rozpoznania systemu preferencji decydenta, który może i ulega zmianie wraz ze zmianą sytuacji decyzyjnej.

W przedmiotowej pracy system preferencji decydenta traktuje się jako drugoplanowy, natomiast za istotne uważa się prawidłowe opracowanie tablicy decyzyjnej, na podstawie której można podejmować decyzję. Zaprezentowane będą również procedury oceny wielokryterialnej, dla których tablica decyzyjna jest podstawowym wsadem informacyjnym. Takie podejście do omawianego zagadnienia wynika z rozgraniczenia funkcji projektowych od funkcji decyzyjnych.

Tabela 30

Możliwa liczba wariantów układów techniczno-organizacyjnych w zależności od kąta nachylania i wysokości ściany

h [m] wysokość ściany								
4,2	1							
4,0	1	1	1	1	0	0	0	0
3,6	3	3	3	3	2	2	0	0
3,5	7	7	7	7	6	6	2	2
3,4	11	11	11	11	10	10	4	4
3,3	12	12	12	12	12	12	5	5
3,2	12	12	12	12	12	12	6	6
3,1	14	14	14	14	14	14	7	7
3,0	14	14	14	14	12	12	7	7
2,8	24	21	19	19	17	17	13	13
2,7	28	25	23	23	22	22	18	18
2,6	27	23	23	23	22	22	18	18
2,5	29	26	26	26	25	25	20	20
2,4	27	24	24	24	24	24	19	19
2,2	26	25	25	25	25	25	17	17
2,1	20	19	19	19	19	19	10	10
2,0	10	10	10	10	10	10	5	5
1,8	11	11	10	10	10	10	7	7
1,7	7	7	7	7	7	7	4	4
1,6	9	9	9	9	9	9	7	7
1,5	6	6	6	6	6	6	5	5
1,4	5	5	5	5	5	5	4	4
1,3	4	4	4	4	4	4	1	1
1,0	3	3	3	3	3	3	0	0
0,8	2	2	2	2	2	2	0	0
0	10°	12°	14°	20°	24°	30°	34°	56°

kąt nachylenia ściany

11.1. Graniczny czas zwrotu różnicy nakładów

Do istotnych z ekonomicznego punktu widzenie kryteriów oceny układów techniczno-organizacyjnych należy graniczny czas zwrotu różnicy nakładów. Formuła granicznego czasu zwrotu różnicy nakładów odpowiada na pytanie czy dodatkowe nakłady ΔN zwracają się i po ilu dniach w postaci dodatkowego zysku

$$Tgr = \frac{\Delta N}{\Delta Z} = \frac{Ni - Ni-1}{Qdi(Cji - k_{ji}) - Qdi-1(Cji-1 - k_{ji-1})} \quad \text{doba}$$

przy $Ni > Ni-1$
co oznacza, że $\Delta N = Ni - Ni-1 > 0$ zł

gdzie:

$\Delta Z = Qdi(Cji - k_{ji}) - Qdi(Cji-1 - k_{ji-1})$ zł/dobę

N - nakłady inwestycyjne,

i-i-1 - numery rozpatrywanych wariantów,

Qd - wydobycie, T/dobę,

Cj - cena jednostkowa, zł/T,

k_j - koszt jednostkowy, zł/T.

Jeżeli $Tekspl \geq Tgr > 0$ za korzystniejszy z punktu widzenia czasu zwrotu różnicy nakładów należy uznać wariant i-ty przy $Tekspl \geq Tgr > 0$ jest $\Delta Z > 0$ i zwrot różnicy nakładów następuje w trakcie eksploatacji wyrobiska

$$Tekspl = \frac{L}{p_i}$$

gdzie:

Tekspl - czas eksploatacji wyrobiska, doba,

L - wybieg wyrobiska, m,

p_i - postęp wyrobiska przy i-tym wariancie, m/dobę.

Jeżeli $Tgr < 0$ lub $Tgr > Tekspl$, to z punktu widzenia czasu zwrotu różnicy nakładów za korzystniejszy należy uznać wariant i-1, gdyż oznacza to: że albo $\Delta Z < 0$ albo wyrobisko zostanie wyeksploatowane wcześniej niż nastąpi zwrot dodatkowych nakładów.

Procedury naliczenia elementów występujących
w formule granicznego czasu zwrotu różnicy nakładów

N a k ł a d y

Podstawowy składnik nakładów N stanowi cena zakupu Cz, którą można uzupełnić kosztami transportu

$$N = \sum_{i=1}^{p} n_i \, Czi + \sum_{i=1}^{p} k_{tri}$$

i = 1,2,...,p - rodzaj maszyn czy urządzeń,

n - liczba maszyn danego rodzaju,

Cz - cena zakupu,

k_{tr} - koszty transportu (naliczamy je o ile nie zostały one uwzględnione w cenie zakupu).

W y d o b y c i e

Przy wyznaczaniu wydobycia dobowego (węgla handlowego) możemy korzystać z jednego z trzech źródeł:

a) systemu I.O.S.,
b) doświadczeń kopalni,
c) wzorów analitycznych.

$$Qd = \gamma \cdot l \cdot h \cdot p \cdot \eta$$

gdzie:

l - długość ściany, m,
h - wysokość ściany, m,
γ - ciężar właściwy węgla, T/m^3,
p - postęp, m/dobę.

Dokładne opisy procedur analitycznych prezentowane są w pracach 35, 99 .

C e n a j e d n o s t k o w a

$$Cj = \frac{\sum_{i=1}^{n} \alpha i \cdot Ci \cdot k}{100} \quad zł/T$$

i - rodzaj sortymentu,
Ci - cena urzędowa na dany sortyment, zł/T,

αi - wypad sortymentu, %,

k - współczynnik korygujący.

K o s z t j e d n o s t k o w y

$$k_j = k_{ju} + k_{jb} + k_{jp} \quad zł/T$$

gdzie:

k_{ju} - jednostkowe koszty związane z wprowadzeniem do ruchu rozpatrywany układ techniczny, zł/T,

k_{jb} - jednostkowy koszt bezpośredni związany z eksploatacją układu techniczno-organizacyjnego, zł/T,

k_{jp} - jednostkowy koszt pośredni charakterystyczny dla danej kopalni, zł/T,

$$k_{ju} = k_{jtmr} + k_{jatmr}$$

gdzie:

$$k_{jtmr} = \frac{1}{Qd \cdot Teksp} \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{m} p_{ij} \cdot s_{ij} \quad zł/T$$

i - rodzaj prac wykonywanych w czasie transportu montażu i rozruchu,

j - czas trwania określonego rodzaju prac, doba,

p - pracochłonność określonego rodzaju czynności, pracownikodni,

s - stawka wraz z narzutami związana z rozpatrywanym rodzajem prac.

$$k_{jatmr} = \frac{T}{Qd \cdot Teksp} \sum_{j=1}^{m} n_j s_{aj} \quad zł/T$$

T - czas trwania transportu, montażu i rozruchu układu techniczno-organizacyjnego, doba,

s_a - stawka amortyzacji dla j-tego urządzenia, zł/dobę,

n - liczba maszyn j-tego rodzaju,

$$k_{jb} = k_{jba} + k_{jbrob} + k_{jbmat} + k_{jbe} \quad zł/T$$

$$k_{jba} = \frac{1}{Qd} \sum_{j=1}^{m} n_j s_{aj} \quad zł/T$$

$$k_{jbrob} = \frac{1}{Qd} \sum_{i=1}^{r} n_i \cdot p_i \qquad zł/T$$

gdzie:

n - liczba pracowników i-tego zawodu,

p_i - średnia płaca w i-tym zawodzie wraz z narzutami, zł/dobę

$$k_{jbmat} = \sum_{i=1}^{l} n_{oi} \cdot Ci$$

gdzie:

n_{oi} - norma zużycia na i-ty rodzaj materiału, j.m./T,

Ci - cena na i-ty rodzaj materiału, zł/j.mat,

l - liczba używanych materiałów

$$k_{jbe} = \frac{1}{Qd} \sum_{i=1}^{m} n_i \cdot w_m \cdot m_{ui} \cdot c_{je} \cdot T_i$$

gdzie:

n_i - liczba maszyn i-tego rodzaju,

w_m - wskaźnik wykorzystania mocy,

m_{ui} - zainstalowana moc w i-tej maszynie kV,

c_{je} - cena jednostkowa energii zł/kW.h,

T_i - czas pracy i-tego urządzenia.

k_{jp} - przyjmujemy z ewidencji księgowej kopalni.

11.2. Krótka charakterystyka wybranych ocen wielokryterialnych

11.2.1. Podstawowe definicje [2, 18, 19, 25, 27, 33, 49, 83]

Globalny model preferencji decydenta określa jednoznacznie zbiór najlepszych rozwiązań dopuszczalnych problemu.

Dominacja. Dla danego zbioru kryteriów $f_1, f_2, \ldots, f_k$ rozwiązanie x^1 dominuje x^2 wtedy i tylko wtedy, gdy $f_i(x^1) \geq f_i(x^2)$ dla $i = 1, 2, \ldots, k$, gdzie przynajmniej jedna z nierówności jest ostra.

Rozwiązanie sprawne. Rozwiązanie $x \in D$ jest sprawne w zbiorze D względem zbioru kryteriów $\{f_1, f_2, \ldots, f_k\}$, jeżeli nie istnieje rozwiązanie $X' \in D$, gdzie dominuje X.

Rozwiązanie kompromisowe jest rozwiązaniem należącym do zbioru najlepszych - z punktu widzenia globalnego modelu preferencji decydenta.

Rozwiązanie zadowalające jest rozwiązaniem, dla którego wszystkie kryteria osiągają, co najmniej ustalone wartości progowe.

Obraz zbioru D w przestrzeni kryteriów stanowi zbiór punktów dla każdego $x \in D$ w przestrzeni R^k. Każde rozwiązanie $x \in D$ może być przedstawione w przestrzeni R^k przez punkt $[f_1(x); f_2(x); \ldots, f_k(x)]$.

Punkt idealny jest punktem w przestrzeni kryteriów o współrzędnych równych wartościom ekstremalnym poszczególnych kryteriów, czyli jest to punkt

$$\left\{ \underset{x \in D}{\text{extr}} [f_1(x)]; \underset{x \in D}{\text{extr}} [f_2(x)]; \ldots, \underset{x \in D}{\text{extr}} [f_k(x)] \right\}$$

Punkt odniesienia, to obraz w przestrzeni kryteriów podanego przez decydenta pewnego wzorcowego rozwiązania względem, którego chciałby on ocenić pozostałe rozwiązania.

Funkcją użyteczności nazywamy funkcję rzeczywistą $U[f_1(x_1), f_2(x), \ldots, f_k(x)]$ określoną na obrazie zbioru D w przestrzeni kryteriów, która jednoznacznie definiuje globalny model preferencji decydenta.

Funkcja użyteczności jest addytywna, jeżeli można ją przedstawić w postaci

$$U(f) = \sum_{l=1}^{k} u_l [f_l(x)]$$

lub multiplikatywna, jeżeli można ją przedstawić w postaci

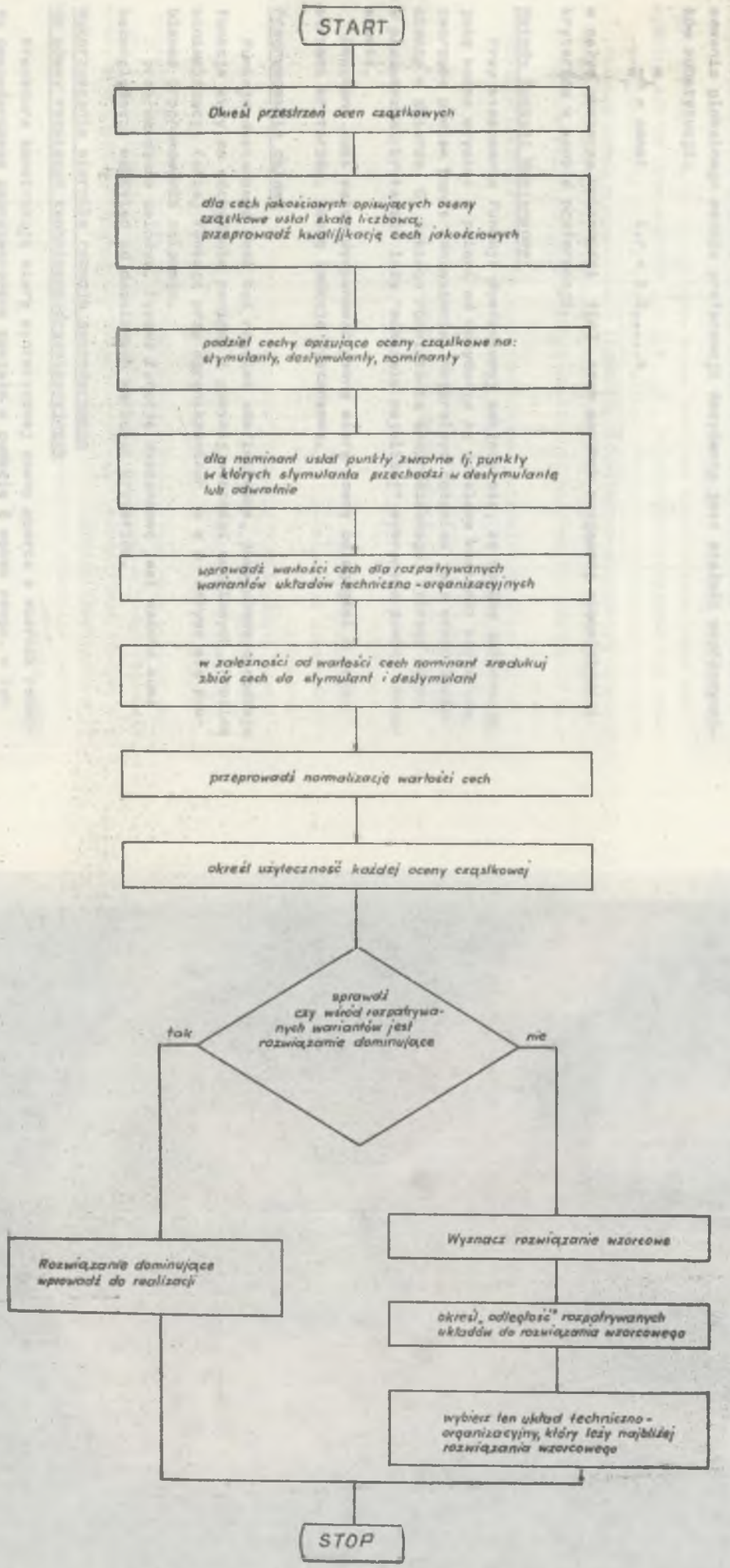
$$U(f) = \bigcup_{l=1}^{k} u_l [f_l(x)]$$

gdzie $u_l[f_l(x)]$ jest tak zwaną użytecznością dla kryterium $f_l (l = 1,2,\ldots,k)$.

11.2.2. Preferowane metody optymalizacji wielokryterialnej

Optymalizacja wielokryterialna przy znanej funkcji użyteczności

Metody funkcji użyteczności polegają na zastąpieniu wielu kryteriów nowym kryterium zwanym funkcją użyteczności $u[f(x_1), f(x_2), \ldots, f_k(x_k)]$



Rys. 14. Algorytm postępowania przy wyborze układu techniczno-organizacyjnego dla robót eksploatacyjnych
Fig. 14. Algorythm of procedure at selection of techno-organization system for exploitation works

takę, że $u[F(x)] \geq u[F(x')]$ wtedy i tylko wtedy, gdy rozwiązanie X jest nie gorsze od X'.

Najczęściej spotykaną w literaturze funkcję użyteczności jest suma ważona

$$\sum_{l=1}^{k} w_l f_l(x)$$

gdzie $w_l > 0$ $l = 1,2....,k$ są współczynnikami wagowymi. Jest to funkcja addytywna, której składowe są użytecznościami cząstkowymi: $u_l[f_l(x)] = w_l f_l(x)$.

Przy tak sformułowanej funkcji użyteczności warunkiem poprawnego stosowania globalnego modelu preferencji decydenta jest stałość współczynników substytucji:

$$\frac{w_l}{w_r} = \text{const} \qquad l,r = 1,2,...,k$$

w całym obszarze zmienności f(x) oraz warunek wzajemnej niezależności kryteriów w sensie preferencji.

Metody funkcji dystansowej

Przy stosowaniu funkcji dystansowej zakłada się, że realną informację, jaką można uzyskać a priori od decydenta są docelowe wartości kryteriów, tworzące pewien punkt odniesienia. Naturalnym dążeniem jest wtedy znalezienie w zbiorze D takiego rozwiązania kompromisowego, którego obraz w przestrzeni kryteriów leży "możliwie najbliżej" wybranego punktu odniesienia.

Decydent musi zatem dysponować pewną miarą oceny odległości w przestrzeni kryteriów, zwaną funkcją dystansową.

Programowanie celowe

Funkcja dystansowa może być również zdefiniowana, jako pewnego rodzaju funkcja kary za odchylenie poniżej i powyżej wartości docelowych. Problem minimalizacji takiej funkcji przy ograniczeniach $x \in D$ nazywa się problemem programowania celowego.

W programowaniu celowym, typową funkcją dystansową jest ważona suma bezwzględnych odchyleń od docelowych wartości kryteriów.

Wykorzystanie miernika rozwoju gospodarczego
do oceny rozwiązań techniczno-organizacyjnych

Procedura konstrukcji miary syntetycznej oceny oparta o miernik rozwoju gospodarczego zaprezentowana została w punkcie 6 wobec czego, w tym punkcie pracy zaprezentowano jedynie algorytm postępowania i przykład obliczeniowy - rys. 14.

Przykład obliczeniowy

Problem decyzyjny polega na wyborze typu układu techniczno-organizacyjnego dla ściany o następujących parametrach:

wysokość ściany	- 1,4-1,5 m
nachylenie	- 8-10°
strop	- skały mało i średnio zwięzłe (strop zawałowy)
długość ściany	- 150 m
wybieg ściany	- 600 m

Zagrożenia nie występują.

Z bilansu wydobycia wynika, że na ścianie tej należy uzyskać wydobycie nie mniejsze niż 800 T/dobę.

Dla wyżej wymienionych warunków można wykorzystać cztery znacząco różniące się kompleksy ścianowe K_1, K_2, K_3, K_4. Zakłada się, że dla każdego wariantu wyposażenia stosowany będzie jednolity system organizacji wybierania wynikający z systemu organizacji stosowanego w danej kopalni.

Na podstawie informacji statystycznych kopalni i informacji pozyskanych z systemu IOS opracowana została macierz informacji pierwotnych - tabela 31.

Wśród kadry inżynieryjno-technicznej kopalni przeprowadzone zostały badania ankietowe, których celem było:

- ustalenie zbioru ocen częstkowych,
- ustalenie ważności każdej oceny częstkowej.

Po zweryfikowaniu zgodności sądów ustalono zbiór ocen częstkowych, który zawiera:

- wydobycie średnie,
- odchylenie standardowe,
- dominantę,
- liczbę pracowników (obłożenie ściany),
- jednostkowy koszt materialny,
- czas zwrotu nakładów,
- uciążliwość pracy z danym kompleksem.

W zbiorze ocen częstkowych zawarta jest jedna ocena jakościowa, którą skwantyfikowano w oparciu o sondaż opinii pracowników pracujących z rozpatrywanymi kompleksami. Dla oceny uciążliwości pracy zaproponowano skalę z przedziału 0-100.

Wzrost wielkości liczbowej oceny jest równoznaczny ze wzrostem uciążliwości pracy.

Tabela 31

Macierz informacji pierwotnych

Rodzaj wyposażenia	Nakłady mln zł	Wydobycia T/dobę	Cena węgla zł/T	Koszty wydobycia zł/T	Odchylenie standardowe T/dobę	Dominanta T/dobę	Obłożenie ściany osoby/dobę	Koszty materialne bezpośrednie zł/T
1	2	3	4	5	6	7	8	9
K-1	64,-	850,-	3400,-	3000,-	180,-	740,-	66,-	490,-
K-2	60,-	840,-	3400,-	3050,-	180,-	710,-	66,-	525,-
K-3	120,-	1000,-	3400,-	3150,-	200,-	1200,-	62,-	595,-
K-4	160,-	1100,-	3400,-	3200,-	190,-	1300,-	60,-	644,-

Po zweryfikowaniu zgodności sądów pracowników zestawiono wyniki badań:

Kompleks	Uciążliwość pracy
K_1	60
K_2	50
K_3	40
K_4	30

Wyniki badań ważności ocen częstkowych zestawiono poniżej:

Oceny częstkowe	Znaczenie
wydobycie średnie	0,30
odchylenie standardowe	0,10
dominanta	0,10
obłożenie ściany	0,15
jednostkowy koszt materialny	0,10
czas zwrotu nakładów	0,15
uciążliwość pracy	0,10

Dla rozpatrywanego zbioru ocen częstkowych przeprowadzono normowanie cech a wyniki obliczeń zestawiono w tabeli 32.

W oparciu o macierz informacji pierwotnych dokonano uszeregowania kompleksów według granicznego czasu zwrotu różnicy nakładów, dla każdego kompleksu wyznaczone zostały czasy zwrotu nakładów oraz obliczono mierniki rozwoju m_i

$$m_i = 1 - \frac{c_i}{c_{i\,max}}$$

gdzie

$$c_i = \left[\sum_{i=1}^{n} w_i (x_{ui\,max} - x_{iu})^2 \right]^{1/2}$$

Wyniki obliczeń posłużyły do opracowania tabeli decyzyjnej - tabela 33.

Decydent dysponujący informacjami poza statystycznymi, mający swój indywidualny system preferencji oraz rozpoznanie sytuacji decyzyjnej dokona wyboru układu techniczno-organizacyjnego. Zaprezentowany przykład miał za zadanie jedynie zilustrować procedurę obliczeniową zaprezentowaną w postaci wzorów analitycznych w punkcie 6 i algorytmie postępowania rysunek 14. Zawarte w tabeli 30 liczby wskazują, że problem wyboru układu techniczno-organizacyjnego można i należy traktować wielowariantowo a wyniki obliczeń należy zestawić w postaci tabeli decyzyjnej. Tabela decyzyjna umożliwia jedynie decydentowi dokonać wyboru układu, a nie wręcza go w decyzji. Uważa się, że rozdzielenie funkcji projektowej i decyzyjnej wynika z rozdziału funkcji wykonawczych i decyzyjnych zawartych w schemacie organizacyjnym kopalni i potwierdzone jest w zakresie obowiązków.

Tabela 32

Macierz informacji unormowanych

Lp.	Zbiór ocen cząstkowych	Sposób oddziaływania	Wielkości znormalizowane			
			K-1	K-2	K-3	K-4
1	2	3	4	5	6	7
1	Wydobycie średnie	stymulanta	0,40	0,38	0,75	1,-
2	Odchylenie standardowe	destymulanta	1,-	1,-	0,90	0,95
3	Dominanta	stymulanta	0,57	0,55	0,92	1,-
4	Obłożenie ściany	destymulanta	0,91	0,91	0,97	1,-
5	Jednostkowy koszt materialny	destymulanta	1,-	0,93	0,82	0,76
6	Czas zwrotu nakładów	destymulanta	1,-	0,92	0,39	0,26
7	Uciążliwość pracy	destymulanta	0,50	0,60	0,75	1,-

Tabela 33

Tabela decyzyjna dla wyboru typu układu techniczno-organizacyjnego

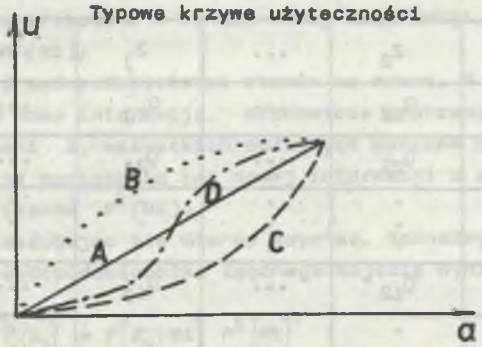
Graniczny czas zwrotu różnicy nakładów	Wydobycie średnie T/dobę	Koszty wydobycia zł/T	Odchylenie standardowe T/dobę	Dominanta T/dobę	Obłożenie ściany osoby/ dobę	Jednostkowy bezpośredni koszt materialny zł/T	Czas zwrotu nakładów doba	Uciążliwość pracy	Miernik rozwoju
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
K-2	K-4 1000	K-1 3000	K-2 180	K-4 1300	K-4 60	K-1 490	K-1 189	K-4 30	K-3 0,27
K-1	K-3 1000	K-2 3050	K-1 180	K-3 1200	K-3 62	K-2 525	K-2 205	K-3 40	K-4 0,25
K-3	K-1 850	K-3 3150	K-4 190	K-1 740	K-2 66	K-3 595	K-3 480	K-2 50	K-1 0,01
K-4	K-2 840	K-4 3200	K-3 200	K-2 710	K-1 66	K-4 644	K-4 724	K-1 60	K-2 0,00

12. WYBÓR UKŁADU TECHNICZNO-ORGANIZACYJNEGO JAKO PROCES DECYZYJNY

Niezależnie od dziedziny, której proces decyzyjny dotyczy oraz niezależnie od stopnia jego złożoności ma on zawsze pewne charakterystyczne cechy wspólne.

Po pierwsze, w każdym procesie decyzyjnym musi występować podmiot podejmujący decyzje. Może to być osoba fizyczna lub prawna. Dla każdego decydenta i zakresu zmienności, np. wydobycia można określić krzywe użyteczności.

Typowe krzywe użyteczności



Prosta A odpowiada decydentowi, którego charakteryzuje brak zarówno awersji, jak i skłonności do ryzyka.

Krzywa B odpowiada decydentowi obawiającemu się ryzyka.

Krzywa C odpowiada decydentowi, który zamiast unikać szuka ryzyka.

Krzywa D odpowiada decydentowi, który jest skłonny do ryzyka przy niewielkim wydobyciu i jednocześnie obawiającemu się ryzyka przy odpowiednio dużym wydobyciu.

Po drugie, w każdym procesie decyzyjnym jest określony zbiór stanów natury Z. Specyfika górnictwa, w tym szczególnie górnictwa węglowego, wyraża się między innymi i tym, że w trakcie eksploatacji ściany na całym jej wybiegu zmieniają się warunki naturalne: np. wycienienie pokładu, zmiana kąta nachylenia, zmiana długości itd. Każdy decydent ma świadomość ryzyka jakie jest związane z daną decyzję. W rozpatrywanym problemie decydent podejmuje decyzję, który z dyspozycyjnych układów techniczno-organizacyjnych wprowadzić do przygotowanego wyrobiska wybierkowego. Każdy z rozpatrywanych UTO charakteryzuje inna wrażliwość na zmiany w stanach

natury. Typowym skutkiem zmian zachodzących w warunkach naturalnych jest arytmia wydobycia.

Po czwarte, cechą charakterystyczną każdego procesu decyzyjnego jest funkcja korzyści - może nią być wielkość wydobycia, może też być korzyść oparta o miernik rozwoju.

Każdej możliwej decyzji Di i stanowi natury Zj przypisujemy, np. określoną wielkość wydobycia Qij.

Ogólnie funkcję korzyści możemy zapisać jako:

$$Qij = f(Di,Zj) \qquad i = 1,2,\ldots,n \qquad j = 1,2,\ldots,m$$

lub przedstawić w postaci tablicy korzyści zwanej w rozpatrywanym przypadku macierzą wydobycia.

Macierz wydobycia (korzyści)

D \ Z	Z_1	Z_2	...	Z_j	...	Z_m
D_1	Q_{11}	Q_{12}	...	Q_{1j}	...	Q_{1m}
D_2	Q_{21}	Q_{22}	...	Q_{2j}	...	Q_{2m}
⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮
D_i	Q_{i1}	Q_{i2}	...	Q_{ij}	...	Q_{im}
⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮
D_n	Q_{n1}	Q_{n2}	...	Q_{nj}	...	Q_{nm}

Po piąte, cechą którą charakteryzuje się każdy proces decyzyjny jest niepewność co do świata zewnętrznego (stanów natury). Prawdopodobieństwa co do stanów natury można wyznaczyć na podstawie: zaobserwowanych częstości, wniosków wyciąganych z eksploatacji sąsiednich wyrobisk, wniosków z modeli matematycznych np. równań regresji wydobycia, mogą one również stanowić miarę subiektywnego stopnia wiary osób kierownictwa kopalni w istnienie możliwych stanów natury.

Subiektywne sformułowania kadry inżynierskiej mogą się odnosić do rozkładu prawdopodobieństw stanów natury lub rozkładu wydobycia jako naturalnej konsekwencji tych stanów.

Zaobserwowane częstości i "berdziej subiektywne" oznaczanie prawdopodobieństw można obecnie interpretować jako liczbowy opis wiary poszczególnych osób, czyli jako względną wiarygodność, na której decydent gotowy jest oprzeć swoją decyzję [94]. Nasuwa się stąd wniosek, że różne osoby

mogą dokonać różnych ocen rozkładu prawdopodobieństwa. Jest to zgodne z obserwacją, że różne osoby zdobywając różne doświadczenia, zastosowali różne uzasadnienia procesów. Na podstawie różnych sądów, stosując metody wykorzystane przy ocenie zgodności ekspertów (patrz strona 38) można wyznaczyć prawdopodobieństwa subiektywne co do możliwych stanów natury i ich konsekwencji, czyli rozkładu wydobycia. Informacje te umożliwiają wyważenie decyzji co do wyboru układu techniczno-organizacyjnego.

12.1. Analiza decyzji przy danej nowej informacji

Prowadzone w bezpośrednim sąsiedztwie projektowanego, wyrobisko wybierkowe, może dostarczyć nowych informacji, które pozwalają zweryfikować dotychczasowy sąd co do możliwych stanów natury.

Przez $P^1(Ni)$ oznaczymy aprioryczne prawdopodobieństwa, zaś prawdopodobieństwa zweryfikowane w wyniku nowej informacji, czyli aposteriorycznе, przez $P^2(Ni)$.

Aprioryczne prawdopodobieństwa stanów są znane. W wyniku doświadczenia Z, otrzymaliśmy nową informację, mianowicie zdarzenie Zk będące elementem przestrzeni Z, wszystkich możliwych wyników tego eksperymentu. Problem polega na powiązaniu tej nowej informacji z apriorycznymi prawdopodobieństwami stanów $P^1(Ni)$.

Zrobimy to posługując się wzorem Baye'sa. Rozważmy dwie alternatywne formy zapisu prawdopodobieństwa łącznego zajścia wyniku Zk i stanu Ni.

$$P[Ni|z_k]\ P[z_k] = P[z_k|Ni]\ P^1[Ni]$$

gdzie $P[z_k|Ni]$ jest prawdopodobieństwem przypuszczalnego wyniku doświadczenia z_k, o ile prawdziwym stanem natury jest Ni.

Rozwiązując powyższe równanie względem $P[Ni|z_k]$, czyli względem $P^2[Ni]$ mamy

$$P^2[Ni] = \frac{P[z_k|Ni]\ P^2[Ni]}{P[z_k]}$$

Wyznaczając $P[z_k]$ ze wzoru na prawdopodobieństwo całkowite i podstawiając do mianownika otrzymujemy

$$P^2[Ni] = \frac{P[z_k|Ni]\ P^1[Ni]}{\sum_j P[z_k|Nj]\ P^2[Nj]}$$

Wzór Baye'a orzeka, że aposterioryczne prawdopodobieństwo stanu jest iloczynem trzech czynników:

Prawdopodobieństwo aposterioryczne N mając dany wynik próbny	=	stała normująca	.	wiarygodność próby mając dane N	.	prawdopodobieństwo aprioryczne N

$$P^2[Ni] = P[Ni|z_k] = Sn\ P[z_k|Ni]\ .\ P^1[Ni]$$

gdzie

$$S_n = \frac{1}{\sum_j P[z_k|Nj]\ P^1[Nj]}$$

Czynnik normujący zapewnia tworzenie właściwego zbioru prawdopodobieństw przez liczby $P^2[Ni]$. Powiązanie nowej informacji ze starą występuje wiarygodność próby, $P[z_k|Ni]$ i prawdopodobieństwa apriorycznego $P^1[Ni]$.

Wiarygodność próby oznacza prawdopodobieństwo otrzymania zaobserwowanej próby jako funkcji prawdziwego stanu natury Ni lub też wiarygodności próby można interpretować jako względne wiarygodności rozmaitych stanów mając daną obserwację z_k. Jeśli ta wiarygodność jest stosunkowo wyższa dla stanu Ni niż dla innych stanów, to prawdopodobieństwo aposterioryczne tego stanu wzrośnie w stosunku do jego prawdopodobieństwa apriorycznego. Jeśli Ni jest stanem względnie mało prawdopodobnym po obserwacji z_k, to $P^2[Ni]$ odzwierciedli ten fakt, będąc mniejszym od P^1 Ni . Jeśli prawdopodobieństwo próby lub prawdopodobieństwo aprioryczne jest kontrastowo rozłożone, faworyzując wyraźnie jeden lub grupę stanów, również prawdopodobieństwa aposterioryczne tych stanów będą dominować nad innymi.

12.2. Decyzje w warunkach niepewności

Biorąc pod uwagę różne skłonności decydentów do ryzyka stosuje się zazwyczaj następujące kryteria decyzyjne:

- Baye'sa-Laplace'a - prosta A,
- pesymistyczne Walda - krzywa B,
- optymistyczne - krzywa C,
- Hurwitza - krzywa D.

Kryterium Bayesa-Laplace'a polega na wyborze układu techniczno-organizacyjnego dla którego wydobycie średnie jest największe (największa wartość średnia wyników). Z praktyki wiemy, że wydobycie jest wielkością

losową, którą charakteryzują wydobycie średnie i odchylenie standardowe będące miarą rozproszenia wyników wokół wyniku średniego. Dla uzyskania odpowiedzi na pytanie czy wyniki średnie są rzeczywiście różne na przyjętym poziomie istotności zachodzi konieczność przeprowadzenie odpowiednich testów.

Test hipotezy dotyczącej wartości oczekiwanej rozkładu.

A. Przy znanym odchyleniu standardowym

Wydobycie ze ściany 1 charakteryzują wydobycie średnie $\bar{Q}_1 = 1340$ T/dobę i odchylenie standardowe Os = 732 T/dobę. Wydobycie średnie ze ściany 3 wynosi $\bar{Q}_3 = 1367$ T/dobę; wydobycie średnie ze ściany 4 wynosi $\bar{Q}_4 = 1460$ T/dobę. Pytamy czy różnice w średnich są istotne na poziomie $\alpha = 0{,}05$.

Nasza hipoteza zerowa ma postać:

$$Ho : Qo = 1367 \text{ T/dobę}$$

podczas gdy hipotezą alternatywną jest

$$H : \bar{Q} < 13667 \text{ T/dobę} \quad \text{lub} \quad \bar{Q} > 1367 \text{ T/dobę}.$$

Jako sprawdzian hipotezy wybieramy zmienną

$$Q = \frac{\bar{Q} - Qo}{Os/\sqrt{n}}$$

która ma rozkład normalny unormowany, jeżeli słuszna jest hipoteza zerowa Ho.

Określamy teraz obszar krytyczny zgodnie z warunkiem

$$P(T \in \Omega_\alpha | Ho) = \alpha$$

obszar krytyczny, to taki obszar Ω_α wartości statystyki T będącej sprawdzianem hipotezy, że prawdopodobieństwo przyjęcia przez tę statystykę wartości z tego obszaru jest przy założeniu prawdziwości hipotezy Ho równe poziomowi istotności α.

Ponieważ hipoteza alternatywna dopuszcza odchylenia od wartości Qo w obu kierunkach, zatem przyjmujemy

$$P(|u| \geq u') = \alpha$$

Test nazywamy w naszym przypadku dwustronnym, gdyż jego obszar krytyczny obejmuje dwa przedziały.

Ze względu na symetrię funkcji rozkładu zmiennej u możemy napisać

$$P(|u| \geq u') = 1 - 2\int_0^{u'} n(u)d_u = \alpha$$

wartość u' odczytujemy z tablic rozkładu normalnego

$$u' = Q_{\frac{1}{2}(1-\alpha)} = Q_{0,475} = 1,96$$

Obszar krytyczny wynosi

$$u > 1,96 \quad \text{lub} \quad u < -1,96$$

Obliczamy wartość sprawdzianu dla prób

$$u_1 = \frac{1367 - 1340}{\frac{732}{\sqrt{96}}} = 0,32 \qquad u_2 = \frac{1469 - 1340}{\frac{732}{\sqrt{302}}} = 2,85$$

Ponieważ $u_1 < u'$, tj. nie należy do obszaru krytycznego, zatem przy wybranym poziomie istotności $\alpha = 0,05$ nie należy odrzucać hipotezy. Przedział w jakim zawarta jest wartość średnie populacji wynosi:

$$1367 - 1,96 \frac{732}{\sqrt{96}} < \bar{Q} < 1367 + 1,96 \frac{732}{\sqrt{96}}$$

$$1220,6 < \bar{Q} < 1513,4$$

przy poziomie ufności 0,95 i założeniu, że odchylenie standardowe wynosi 732 T/dobę.

Ponieważ $u_2 > u'$, tj. należy do obszaru krytycznego, zatem przy poziomie istotności $\alpha = 0,05$ należy odrzucić hipotezę. Podstawę takiej decyzji jest fakt, że przy założeniu, że średnie wydobycie $\bar{Q} = 1340$ i odchylenie standardowe $Os = 732$ T/dobę prawdopodobieństwa, że średnie wydobycie z próby o liczebności 302 wynosić będzie 1460 T/dobę, jest mniejsze niż 5%.

Przedział w jakim mieści się średnie wydobycie z populacji wynosi

$$1460 - 1,96 \frac{732}{\sqrt{302}} < \bar{Q} < 1460 + 1,96 \frac{732}{\sqrt{302}}$$

$$1377,5 < \bar{Q} < 1542,5$$

B. Przy nie znanym odchyleniu standardowym $\bar{Q} = 1367$

W tym przypadku najbardziej odpowiednim sprawdzianem hipotezy będzie zmienna t:

$$t = \frac{\bar{Q} - Q_0}{\frac{Os^2}{\sqrt{n}}}$$

Zmienna ta ma rozkład studenta o $n - 1$ stopniach swobody.

Dla hipotezy zerowej jak poprzednio wyznaczamy obszar krytyczny dla $\alpha = 0,05$. Obszar krytyczny określamy nierównością

$$t > t_{1-\alpha}$$

$t_{1-\alpha}$ - odczytujemy z tablic rozkładu studenta.

$t_{1-\alpha}$ jest taką wartością sprawdzianu, że prawdopodobieństwo zachodzenia tej nierówności przy założeniu prawdziwości hipotezy Ho jest równe α.

$t^1_{1-\alpha} = 1,68$ $\qquad$ $t^2_{1-\alpha} = 1,645$

$Os_1 = 951$ $\qquad$ $Os_2 = 459$

$$t^1 = \frac{1367 - 1340}{\frac{951}{\sqrt{96}}} \qquad t^2 = \frac{1460 - 1340}{\frac{459}{\sqrt{302}}}$$

$t^1 = 0,28$ $\qquad$ $t^2 = 4,55$

$t^1 = 0,28 < t_{1-\alpha} = 1,68$ więc nie ma podstaw do odrzucenia hipotezy Ho, że średnie te różnią się w sposób istotny.
$t^2 = 4,55 > t_{1-\alpha} = 1,645$ co oznacza, że średnie te różnią się w sposób istotny.

C. Test hipotezy dotyczącej porównania dwu wartości średnich

Dla porównania wyników produkcyjnych ścian A i B zebrano informacje statystyczne o wielkości wydobycia z poszczególnych dni roboczych z okresu jednego miesiąca.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ściana A	600	900	800	700	400	1100	300	500	700
Ściana B	400	900	1200	1100	1000	300	500	400	1200

10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
900	400	300	600	1200	1000	800	700	300	500
1100	500	200	300	1100	1200	1100	300	200	600

20	21	22	23	24	25
400	1000	1100	1200	800	900
700	800	500	400	700	600

Hipoteza zerowa Ho : $\bar{Q}_A = \bar{Q}_B$; $Os_A = Os_B = Os$.

Hipoteza alternatywna H : $\bar{Q}_A > \bar{Q}_B$ lub $\bar{Q}_A < \bar{Q}_B$

Przyjmujemy jako sprawdzian hipotezy zmienną

$$t = \frac{\bar{Q}_A - \bar{Q}_B}{Os\sqrt{\frac{1}{n_A} + \frac{1}{n_B}}}$$

Ocenę Os^2 wariancji populacji obliczamy jako średnią ważoną z ocen dla obydwu prób

$$Os^2 = \frac{(n_A - 1)\, Os_A^2 + (n_B - 1)Os_B^2}{(n_A-1) + (n_B-1)} =$$

$$= \frac{24 \cdot 68086 + 24 \cdot 114656}{24 + 24} = 91371$$

Dla średnich mamy:

$$\bar{Os}_A^2 = \frac{Os^2}{n_A}; \quad \bar{Os}_B^2 = \frac{Os^2}{n_B}; \quad \bar{Os}_A^2 = 2723{,}4; \quad \bar{Os}_B^2 = 4586{,}2$$

a wariancja różnicy $\Delta\bar{Q} = \bar{Q}_A - \bar{Q}_B = 12$
wynosi

$$Os^2_{\Delta\bar{Q}} = \bar{Os}_A^2 + \bar{Os}_B^2 = Os^2\left(\frac{1}{n_A} + \frac{1}{n_B}\right) = 7309{,}7$$

$$|t| > t_1 - \frac{1}{2}\alpha \quad t = \frac{12}{7309{,}7} = 0{,}016 < t_{0{,}975}\ (\varphi = 48) = 2{,}01,$$

a zatem nie możemy odrzucić hipotezy o równości średnich $\bar{Q}_A$ i $\bar{Q}_B$.

Wybór układu techniczno-organizacyjnego przy zastosowaniu kryterium Baye'sa-Laplace'a

Dla projektowanego wyrobiska wybierkowego - ściany X w pokładzie Y opracowano cztery znaczące różniące się układy techniczno-organizacyjne UTO-1; UTO-2; UTO-3; UTO-4.

Na podstawie rozpoznania robotami przygotowawczymi (chodniki pod i nadścianowy) oraz na podstawie doświadczenia z wybierania ściany w bezpośrednim sąsiedztwie projektowanej wyróżniono pięć stanów natury i opracowano macierz wydobycia.

Macierz wydobycia

	Z_1	Z_2	Z_3	Z_4	Z_5	Wydobycie średnie
UTO-1	2900	1200	600	400	400	880
UTO-2	1200	800	700	600	300	720
UTO-3	2700	1400	500	400	300	1060
UTO-4	1900	1600	1000	800	500	1160

Do realizacji należy wybrać UTO-4 jako układ o największym średnim wydobyciu.

Kryterium Walda

Kryterium Walda stosuje decydent zakładający niekorzystny rozwój wydarzeń. Ze zbioru wyników w macierzy wyników wybiera się z każdego wiersza, czyli dla każdego UTO, wynik najgorszy. Z uzyskanego w ten sposób zbioru (wektora kolumnowego) wybiera się strategię dającą wynik najlepszy.

Macierz wyników wydobycia Qij T/dobę

	Z_1	Z_2	Z_3	Z_4	Z_5	Minimalne wydobycie
UTO-1	1900	1200	600	400	300	300
UTO-2	1200	800	700	600	300	300
UTO-3	2700	1400	500	400	300	300
UTO-4	1900	1600	1000	800	500	500

Do realizacji wybieramy UTO-4 dający wynik maximinowy 500 T/dobę.

Kryterium optymistyczne

Kryterium optymistyczne stosuje decydent zakładający najlepszy rozwój wydarzeń. Ze zbioru macierzy wyników wybiera się z każdego wiersza, czyli dla każdego UTO wyniki najkorzystniejsze. Z uzyskanego w ten sposób nowego zbioru wybiera się następnie wynik najkorzystniejszy.

Macierz wydobycia Qij T/dobę

	Z_1	Z_2	Z_3	Z_4	Z_5	Maksymalne wydobycie
UTO-1	1900	1200	600	400	300	1900
UTO-2	1200	800	700	600	300	1200
UTO-3	2700	1400	500	400	300	2700
UTO-4	1900	1600	1000	800	500	1900

Do realizacji wybieramy UTO-3 dający wynik maxi-maxi 2700 T/dobę.

Kryterium Hurwitza (częściowo-optymistyczne lub pesymistyczno-optymistyczne)

Kryterium Hurwitza posługuje się współczynnikiem pesymizmu - optymizmu α, który spełnia warunek $0 < \alpha < 1$. Z każdego wiersza macierzy wyników, czyli dla każdego UTO, wybiera się wynik najlepszy M i najgorszy m. Następnie wprowadza się wartość wynikową W na podstawie zależności: $W = \alpha M + (1-\alpha) m$ stanowiącą liczbową ocenę danego układu.

Macierz wydobycia Qij T/dobę

	Z_1	Z_2	Z_3	Z_4	Z_5	Maksymalne wydobycie	Minimalne wydobycie
UTO-1	1900	1200	600	400	300	1900	300
UTO-2	1200	1800	700	600	300	1200	300
UTO-3	2700	1400	500	400	300	2700	300
UTO-4	1900	1600	1000	800	500	1900	500

dla $\alpha = 0,4$

dla UTO-1 $W_1 = 1900 \times 0,4 + 0,6 \times 300 = 940$

UTO-2 $W_2 = 1200 \times 0,4 + 0,6 \times 300 = 660$

UTO-3 $W_3 = 2700 \times 0,4 + 0,6 \times 300 = 1260$

UTO-4 $W_4 = 1900 \times 0,4 + 0,6 \times 500 = 1060$

dla $\alpha = 0,3$

$W_1 = 1900 \times 0,3 + 0,7 \times 300 = 780$

$W_2 = 1200 \times 0,3 + 0,7 \times 300 = 570$

$W_3 = 2700 \times 0,3 + 0,7 \times 300 = 990$

$W_4 = 1900 \times 0,3 + 0,7 \times 500 = 920$

dla $\alpha = 0,2$

$W_1 = 1900 \times 0,3 + 0,8 \times 300 = 620$

$W_2 = 1200 \times 0,2 + 0,8 \times 300 = 480$

$W_3 = 2700 \times 0,2 + 0,8 \times 300 = 780$

$W_4 = 1900 \times 0,2 + 0,8 \times 500 = 780$

Przy $\alpha_1 = 0,4$ i $\alpha_2 = 0,3$ najkorzystniejszy jest UTO-3

Przy $\alpha_3 = 0,2$ UTO-3 i UTO-4 są równoważone

dla $\alpha = 0,1$

$$W_1 = 1900 \times 0,1 + 0,9 \times 300 = 460$$

$$W_2 = 1200 \times 0,1 + 0,9 \times 300 = 390$$

$$W_3 = 2700 \times 0,1 + 0,9 \times 300 = 540$$

$$W_4 = 1900 \times 0,1 + 0,9 \times 500 = 640$$

W tym przypadku najkorzystniejszy jest układ 4.

W praktyce można również spotkać decydentów stosujących kryterium "mini maksowe".

Z każdego wiersza macierzy wyników wybiera się wynik najlepszy. Z uzyskanego w ten sposób nowego zbioru wybiera się następnie wynik najgorszy.

Macierz wydobycia Qij T/dobę

	Z_1	Z_2	Z_3	Z_4	Z_5	Maksymalne wydobycie
UTO-1	1900	1200	600	400	300	1900
UTO-2	1200	800	700	600	300	1200
UTO-3	2700	1400	500	400	300	2700
UTO-4	1900	1600	1000	800	500	1900

Do realizacji wybieramy UTO-2 dający wynik mini maxowy 1200 T/dobę.

Wybór układu przy nowej informacji

Załóżmy, że projektantowi udało się oszacować prawdopodobieństwa wystąpienia poszczególnych stanów natury Z_1, Z_2, Z_3, Z_4, Z_5. Do oszacowania tych prawdopodobieństw projektant wykorzystał procedurę badania zgodności sądu ekspertów. Ekspertami byli pracownicy dozoru górniczego, którzy prowadzili wyrobiska wybierkowe w podobnych warunkach. Załóżmy dalej, że prawdopodobieństwa te wynosiły odpowiednio:

$$Z_1 - p_1 = 0,10; \quad Z_2 - p_2 = 0,35; \quad Z_3 - p_3 = 0,30;$$

$$Z_4 - p_4 = 0,20; \quad Z_5 - p_5 = 0,05.$$

Są to prawdopodobieństwa aprioryczne.

W czasie, w którym projektant opracowywał znacząco różniące się układy techniczno-organizacyjne napłynęły nowe informacje o stanach natury.

Informacje te uzyskano z czterech wyrobisk (W_1, W_2, W_3, W_4), prowadzonych w podobnych warunkach. Pozwala nam to skorygować nasze pierwotne sądy o szansach pojawienia się poszczególnych stanów natury. Dane są prawdopodobieństwa warunkowe uzyskania poszczególnych rodzajów informacji w zależności od stanów natury. Prawdopodobieństwa te zestawiono w poniższej tabeli.

Prawdopodobieństwa warunkowe $P(W_n|Z_j)$

Z_j \ W_n	W_1	W_2	W_3	W_4	$\sum_{n=1}^{h} P\ W_n\|Z_j$
Z_1	0,30	0,30	0,25	0,15	1
Z_2	0,40	0,30	0,20	0,10	1
Z_3	0,20	0,10	0,40	0,30	1
Z_4	0,50	0,05	0,20	0,25	1
Z_5	0,10	0,30	0,35	0,25	1

Dzięki uzyskaniu dodatkowej informacji i w zależności od jej charakteru (W_1, W_2, W_3 czy W_4) prawdopodobieństwa aposteriori zmieniają się w porównaniu z prawdopodobieństwami apriori. Będą to prawdopodobieństwa warunkowe stanów natury Z_j w zależności od wstępnej informacji Wn.

Dla obliczenia prawdopodobieństw aposteriori skorzystamy z twierdzenia Bayes'a.

Obliczenia pomocnicze przedstawimy w tabeli.

Obliczenia pomocnicze dla rozpatrywanego przykładu

Z_j	$P(Z_j)$	$P(W_h\|Z_j)$				$P(Z_j)P(W_h\|Z_j)$			
		W_1	W_2	W_3	W_4	W_1	W_2	W_3	W_4
Z_1	0,10	0,30	0,30	0,25	0,15	0,030	0,030	0,025	0,015
Z_2	0,35	0,40	0,30	0,20	0,10	0,140	0,105	0,070	0,035
Z_3	0,30	0,20	0,10	0,40	0,30	0,060	0,030	0,120	0,090
Z_4	0,20	0,50	0,05	0,20	0,25	0,100	0,010	0,040	0,050
Z_5	0,05	0,10	0,30	0,35	0,25	0,005	0,015	0,0175	0,0125
$\sum_{h=1}^{n} P(Z_j)\ P(W_h\|Z_j) = P(W_h)$						0,335	0,190	0,2725	0,2025
$P(Z_1\|W_h)$						0,09	0,16	0,09	0,7
$P(Z_2\|W_h)$						0,42	0,55	0,26	0,17
$P(Z_3\|W_h)$						0,18	0,16	0,44	0,44
$P(Z_4\|W_h)$						0,30	0,05	0,15	0,25
$P(Z_5\|W_h)$						0,01	0,08	0,06	0,07

W przypadku, gdy znane były prawdopodobieństwa apriori wybór układu techniczno-organizacyjnego uzależniony jest od spodziewanych korzyści E(Qj) gdzie:

$$E(Qj) = p_1 \cdot Q1j + p_2 \cdot Q2j + p_3 \cdot Q3j + p_4 \cdot Q4j + p_5 \cdot Oej$$

Za najkorzystniejszy uznajemy ten układ dla którego E(Qj) przyjmuje wartość maksymalną. Uwzględniając wielkości wydobycia oraz prawdopodobieństwa stanów natury mamy:

UTO-1 - $E(Q_1)$ = 0,10x1900+0,35x1200+0,30x600+0,20x400+0,05x300 = 885

UTO-2 - $E(Q_2)$ = 0,10x1200+0,35x800+0,30x700+0,20x600+0,05x300 = 745

UTO-3 - $E(Q_3)$ = 0,10x2700+0,35x1400+0,30x500+0,20x400+0,05x300 = 1005

UTO-4 - $E(Q_4)$ = 0,10x1900+0,35x1600+0,30x1000+0,20x800+0,05x500 = 1235

W wyniku doświadczenia W_1 prawdopodobieństwa aposteriori wynoszą odpowiednio p_1 = 0,09; p_2 = 0,42; p_3 = 0,18; p_4 = 0,30; p_5 = 0,01.

Spodziewane korzyści wynoszą odpowiednio:

$E(Q_1)$ = 0,09x1900+0,42x1200+0,18x600+0,30x400+0,01x300 = 906

$E(Q_2)$ = 0,09x1200+0,42x800+0,18x700+0,30x600+0,01x300 = 753

$E(Q_3)$ = 0,09x1200+0,42x1400+0,18x500+0,30x400+0,01x300 = 1044

$E(Q_4)$ = 0,09x1900+0,42x1600+0,18x1000+0,30x800+0,01x500 = 1268

Przy prawdopodobieństwach apriori za najkorzystniejszy należy uznać układu UTO-4, a spodziewane wydobycie wynosi 1235 T/dobę.

W wyniku nowego doświadczenia otrzymaliśmy prawdopodobieństwa aposteriori, najkorzystniejszym pozostał UTO-4, a spodziewane wydobycie wynosi 1268 T/dobę.

Doświadczenia / Spodziewane wydobycie	W_1	W_2	W_3	W_4
UTO-1 ~ $E(Q_1)$	906	1104	825	722
UTO-2 ~ $E(Q_2)$	753	798	732	699
UTO-3 ~ $E(Q_3)$	1044	1326	905	769
UTO-4 ~ $E(Q_4)$	1268	1424	1177	1080

Zestawienie końcowe

	Kryt. Bayessa	Kryt. Wolda	Kryt. optymalistyczne	Kryt. Hurwitza		Kryt. minimax	Przy nowej informacji
				α= 0,4	α= 0,1		
UTO-1	x	x	x	x	x	x	x
UTO-2	x	x	x	x	x	do wdrożenia	x
UTO-3	x	x	do wdrożenia	do wdrożenia	x	x	x
UTO-4	do wdrożenia	do wdrożenia	x	x	do wdrożenia	x	do wdrożenia

Z przedstawionych w tym punkcie rozważań wynika, że pierwszoplanowym zadaniem projektanta jest rozpoznanie skłonności do ryzyka decydenta. Skłonność do ryzyka nie jest wielkością stałą i zależy w dużej mierze od sytuacji w jakiej znajduje się decydent. Jeżeli kopalni brakuje wydobycie (kopalnia jest pod planem) skłonność do ryzyka będzie większa niż wtedy, gdy kopalnia wydobywa węgla co najmniej tyle, ile wynosi plan wydobycia. Inaczej mówiąc, aczkolwiek skłonność do ryzyka jest cechą charakteru decydenta, ma na nią wpływ konkretna sytuacja w jakiej znajduje się decydent. Drugim problemem z którym ma do czynienia projektant, to rozpoznanie wrażliwości rozpatrywanych układów na stany natury. Bardzo pomocne przy opracowywaniu wyników jakie należy przypisać danemu układowi jest wykorzystanie subiektywnych ocen kadry kierowniczej i uaktualnienie wyników w miarę napływu nowych informacji.

Z prowadzonych przez autora badań dozoru górniczego w aspekcie skłonności do ryzyka wynika, że wśród dozoru spotyka się osoby o różnych skłonnościach do ryzyka z wyraźną przewagą osób dla których krzywa użyteczności jest kształtu litery S.

13. ZAKOŃCZENIE

Prezentowane w pracy metody i procedury obliczeniowe mają za zadanie wyjaśnienie sytuacji decyzyjnej związanej z projektowaniem układów techniczno-organizacyjnych w wyrobiskach korytarzowych i wybierkowych. Wyrobiska korytarzowe spełniają szereg funkcji, jednak w odniesieniu do prezentowanej pracy, ich podstawowe funkcje to rozwinięcie i zachowanie frontu eksploatacyjnego w postaci określonej liczby wyrobisk wybierkowych oraz umożliwienie pracy w tych wyrobiskach. Wzajemne uzależnienie wyrobisk korytarzowych i wybierkowych prezentowane było w pracy [75] oraz w tabeli przepływów międzygałęziowych adoptowanej do potrzeb analizy zdolności produkcyjnej kopalni.

Prezentowany w pracy algorytm grupowania i podziału zmiennych losowych wielowymiarowych oparty o metody taksonomiczne umożliwia przeprowadzenie analiz porównawczych, a wzbogacony o miernik rozwoju i wskaźnik podobieństwa na wskazanie jakie wielkości powinny przyjmować natężenia robót przygotowawczych kamiennych, kamienno-węglowych i węglowych. Kopalnia z danego podzbioru cechująca się najwyższym miernikiem rozwoju stanowi wzorzec, do którego powinny dążyć kopalnie, będące w tym samym podzbiorze. Istotnym zagadnieniem przy korzystaniu z algorytmów podziału i grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych jest dobór zmiennych tworzących przestrzeń wielowymiarową. Ważnym jest, aby były to zmienne istotne ze względu na cel podziału i grupowanie kopalń. Do badania istotności zmiennych tworzących przestrzeń wielowymiarową stosuje się często jedynie rachunek korelacji. Jest to niewystarczające gdyż brak istotnego, ze względu na przyjęty poziom istotności, współczynnika korelacji nie zaprzecza istnieniu zależności przyczynowo skutkowej. Wzbogacenie wyników analizy związków korelacyjnych analizę sądu grupy ekspertów, a także tam gdzie to możliwe analizę wariancji, może dopiero upoważniać do stwierdzenia, że zbiór analizowanych zmiennych, tworzących przestrzeń wielowymiarową jest wystarczający. Wieloczynnikowa analiza wariancji może wzbogacić rozpatrywany zbiór zmiennych o nowe zmienne, utworzone z kombinacji analizowanych zmiennych, w których to kombinacjach uwzględnione zostały wzajemne interakcje pomiędzy zmiennymi. Mankamentem, o ile można tak to nazwać, wieloczynnikowej analizy wariancji jest wymagana duża liczba obserwacji (powyżej 100). Prezentowane w dalszej części pracy algorytmy skoncentrowane na modelach ekonometrycznych umożliwiają analizę wpływu zmiennych opisujących warunki realizacji procesu produkcyjnego kopalni, na ilość i natężenie robót przygotowawczych.

W odniesieniu do robót wybierkowych prezentowane modele ekonometryczne odnoszą się do wielkości średnich.

Dla potrzeb określenia koniecznego i ekonomicznie uzasadnionego nadmiaru techniczno-organizacyjnego i technologicznego jest to wystarczające. Prezentowane zmiany ryzyka niewykonania planu wydobycia związane ze zmianami w: liczbie ścian, średnim wydobyciu ze ściany i odchyleniu standardowym wyjaśniają sytuację decyzyjną przy projektowaniu układów techniczno-organizacyjnych i dodatkowo uzasadniają potrzebę nadmiaru o którym mowa w pracy. Zaproponowana w pracy statystyczna charakterystyka wydobycia dla poszczególnych układów techniczno-organizacyjnych, w której szczególną rolę pełnią współczynnik zmienności, współczynnik skośności i entropia a także wydobycie maksymalne i średnie umożliwiają prawidłowy dobór układu techniczno-organizacyjnego i jego wielokryterialną ocenę.

Prezentowane w tej charakterystyce prawdopodobieństwo tego, że wydobycie będzie wyższe lub równe zakładanemu umożliwia wyznaczyć i analizować niezawodność wydobycia całej kopalni w nowej sytuacji, w której likwiduje się jedną (lub więcej) a uruchamia się drugą (lub więcej) ścianę.

Reasumując uważam, że aczkolwiek każdy z prezentowanych algorytmów ma swoją indywidualną charakterystykę, w sumie tworzę one logicznie zwartą całość i umożliwiają kierownictwu kopalni pełniejsze zrozumienie sytuacji decyzyjnej a także mogą przyczynić się do optymalizacji decyzji związanych z projektowaniem układów roboty przygotowawcze - roboty wybierkowe.

Zaprezentowany w punkcie 11 algorytm umożliwia opracowanie tabeli decyzyjnej na podstawie której decydent dokonuje wyboru układu techniczno-organizacyjnego. Tabela decyzyjna umożliwia również ocenić to z czego się rezygnuje wybierając taki a nie inny wariant rozwiązania techniczno-organizacyjnego, nosi więc w sobie cechy istotne zarówno dla określenia funkcji dystansowej, jak i programowania celowego.

Rozważania te kontynuowano w punkcie 12, w którym wybór układu T-O potraktowany został jako proces decyzyjny.

Rozpoznanie skłonności do ryzyka jak również przyczyn zmian zachodzących w skłonności do ryzyka stanowią podstawę tych rozważań. O ile można było wyróżnić typowe kryteria wyboru oparte na skłonności decydentów do ryzyka i w stosunku do nich przeprowadzić odpowiednie obliczenia, o tyle nie udało się uzyskać wiarygodnej odpowiedzi na drugą część pytania. Co powoduje decydentem, że zmienia się jego skłonność do ryzyka, jak również jakie należy podejmować działanie aby to było skalkulowane ryzyko. Są to problemy, które wymagają dalszych prac i analiz. Uważam jednak, że zaprezentowane kryteria wyboru układu T-O wyjaśniają szereg konkretnych decyzji podejmowanych w praktyce górniczej.

Rozważania zawarte na stronach poprzedzających rozdział 12 przyczyniły się do pełniejszego zrozumienia sytuacji decyzyjnych a zawarte w nich obliczenia stanowią ważne informacje dla decydenta i procesu decyzyjnego.

14. WNIOSKI KOŃCOWE

1. Zaprezentowana w pracy algorytmy i procedury obliczeniowe poparte wynikami konkretnych badań potwierdzają podstawową tezę pracy, że podstawowe prace projektowe związane z układem roboty przygotowawcze - roboty wybierkowe mogę być sformalizowane, co umożliwia projektantowi skoncentrować swoję uwagę na pracy twórczej wyrażającej się liczbę rozpatrywanych wariantów.

2. Prawidłowy, dla danej kopalni węgla kamiennego, układ zdolności produkcyjnych w poszczególnych podstawowych ogniwach procesu produkcyjnego wyznaczyć można z tabeli przepływów. Tabela przepływów umożliwia również symulację rozwoju kopalni, której punktem startowym jest jej aktualny stan a docelowym rozwój bądź zanik wydobycia.

3. Wyniki wielowymiarowej analizy porównawczej umożliwiają ocenić strategię prowadzenia robót przygotowawczych a samą ocenę uczynić w miarę obiektywną.

Wyniki uzyskane z analizy porównawczej informują możliwie wcześnie o nieprawidłowościach, które przy zbyt małej, w stosunku do potrzeb, ilości robót przygotowawczych w przyszłych okresach czasu wyrażać się będą spadkiem wydobycia (przy nadmiernej ilości - wysokimi kosztami).

4. Zaprezentowane w pracy wyniki obliczeń na temat ryzyka niewykonania planu wydobycia, a także rozważania o wydobyciu kopalni, jako zmiennej losowej wielowymiarowej w dostateczny sposób wyjaśniają sytuację decyzyjną i uzasadniają konieczność utrzymywania ekonomicznie uzasadnionego nadmiaru techniczno-organizacyjnego.

5. Jak wykazano w pracy problem wyboru układu techniczno-organizacyjnego może być traktowany jako wielowariantowy i poddany być wielokryterialnej ocenie. Wybór układów odbywa się w warunkach niepewności i uzależniony jest od osobowych cech decydenta wyrażonych skłonnością do ryzyka i użyteczności.

6. W wyborze układu techniczno-organizacyjnego ważną rolę odgrywa gromadzenie informacji o zachowaniu się układów przy różnych stanach natury, jak również umiejętność wykorzystania tych informacji w procesie decyzyjnym.

LITERATURA

[1] Ackof R.L.: Zasady planowania w korporacjach. PWE, Warszawa 1973.

[2] Ackof R.L.: Decyzje optymalne w badaniach stosowanych. PWN, Warszawa

[3] Ayres R.U.: Prognozowanie rozwoju techniki i planowanie długookresowe. PWE, Warszawa 1973.

[4] Bandman M., Zwieriew W.: Ispolzowanije mietodow ekonomiko-matiematiczeskogo modielirowanija dla opriedielenija schiemy rozmieszczenija proizwodstwa w priediełach organiczennoj tierritorii. Problemy płanirowanija ANSSSR Nowosybirsk, 1971.

[5] Biliński A., Sikora W.: Matematyczna metoda oceny techniczno-ekonomicznej przodków produkcyjnych Międzynarosowa Konferencja Inst. i Placówek Naukowych krajów obozu socjalistycznego. Warszawa 9-14.07. 1962.

[6] Bartosiewicz S.: Ekonometria. PWE, Warszawa 1978.

[7] Boryczko W.: Pionowa wysokość poziomu w kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 1-2, 1959.

[8] Borys T.: Metody normowania cech. Przegląd Statystyczny z. 2, 1978.

[9] Bromowicz R.: Metoda wyznaczania optymalnej wielkości kopalni elementarnej. Zeszyty Problemowe Górnictwa t. I, z. 2, 1963.

[10] Bruski J., Ziembicki L.: O pewnej klasyfikacji zbiorów. Przegląd Statystyczny z. 2, 1974.

[11] Brzeziński J., Stachowski R.: Zastosowanie analizy wariancji w eksperymentalnych badaniach psychologicznych. PWN, Warszawa 1984.

[12] Chajtman S.: Organizacja produkcji rytmicznej. PWE, Warszawa 1973.

[13] Chmiela A.: Kształtowanie się przerw losowych w zależności od parametrów geometrycznych ścian strugowych. Zeszyty Naukowe Pol. Śl. Gliwice s. Organizacja z. 1, 1971.

[14] Class E.: Berechnung des gunstigen Abstandes der Sohlen und Abteilungsgerschlage von Bergwerksanlanden unter benonderer Berücksichtiugng des Stenhohlenbergbanes. Bergban Archiv. Band 7, 1947.

[15] Czerwiński Zb.: Matematyka na usługach ekonomii. PWN, Warszawa 1972.

[16] Czerwiński Zb.: Prognoza, plan, prawdopodobieństwo, Ekonomista nr 1, 1975.

[17] Dorstewitz G.: Praktische Anwendüng der Unternchmiensforschung für bergtechnische Planiszegen. Glückauf nr 14, 1967.

[18] Drużynin W., Kantorow D.: Idea, algorytm, decyzja. Wyd. MON, Warszawa 1975.

[19] Fiszer A.: Metoda optymalnego programowania eksploatacji złoża w granicach nadania górniczego kopalni rud miedzi. Praca doktorska Politechniki Wrocławskiej, 1972.

[20] Gasparski W.: Nowoczesna koncepcja projektowania II konferencja metodologii projektowania. PAN, Warszawa 1974.

[21] Gazda W.: Metoda minimalizacji kosztów wybierania pokładów węgla z pola wybierkowego. Praca doktorska Politechniki Śląskiej, Gliwice 1971.

[22] Gablewicz E.: Co to znaczy "postępować racjonalnie". Prakseologia nr 2, 1975.

[23] Gordon G.: Symulacja systemów. PNT, Warszawa 1974.

[24] Greń J.: Gry statystyczne i ich zastosowania. PWE, Warszawa 1972.

25 Grudzowski M.J., Kuliszewski J., Sedlak J.: Model kształtowania strategii rozwoju na wszystkich szczeblach hierarchii systemu społeczno-gospodarczego. Politechnika Wrocławska. Instytut Organizacji i Zarządzania Raport 12. Wrocław 1972.

[26] Habr J., Veprek J.: Systemowa analiza i synteza. PWE, Warszawa 1976.

[27] Hellwig Z.: Zastosowanie metody taksonomicznej do typologicznego podziału krajów ze względu na poziom ich rozwoju. Przegląd Statystyczny z. 4, 1968.

[28] Heidrich Z.: Rezerwy produkcyjne i ich wykorzystanie. PWE, Warszawa 1973.

[29] Jędraszczyk A.: Sterowanie i działanie regulacyjne wewnątrz organizacji. Zarządzanie nr 6, 1975.

[30] Kamionka M.: Najkorzystniejsza długość zmechanizowanej ściany zawałowej. Wiadomości Górnicze nr 5, 1963.

[31] Kamionka M., Zbyradowski T.: Określenie optymalnych parametrów ściany w zależności od warunków naturalnych i systemów mechanizacji. Wyd. Śląsk, Katowice 1969.

[32] Karbownik A., Pogonowski T., Piwko J.: Analiza optymalizacyjna parametrów geometrycznych i produkcyjnych ściany zmechanizowanej wykonywana w kopalniach P.W. za pomocą E.M.C. Projekty Problemy 1975 R20 Nr 4.

[33] Kopiec S.: Kryterium i metoda wyboru rozwiązania układu technologiczno-organizacyjnego wyrobiska ścianowego w ujęciu systemowej analizy wartości. Praca doktorska Politechniki Śląskiej, Gliwice 1985.

[34] Kozdrój M.: Metody rachunku prawdopodobieństwa i statystyki matematycznej w organizacji produkcji górniczej. Wyd. Śląsk, Katowice 1969.

[35] Kozdrój M.: Organizacja i podstawy automatyzacji zarządzania w kopalniach węgla kamiennego. Wyd. Śląsk, Katowice 1972.

[36] Kozdrój M., Romik S., Rudy J.: Metoda wyznaczania opłacalnego wybiegu ścian z obudową zmechanizowaną na podstawie analizy wydajności. Wyd. SITG, Bytom 1970.

[37] Kozdrój M., Przybyła H.: Metody matematyczne w organizacji produkcji górniczej. Skrypt Uczelniany Politechniki Śląskiej Nr 1272, Gliwice 1986.

[38] Kozyra J.: Typologiczny podział kopalń ze względu na wskaźniki techniczno-organizacyjne metodą taksonomiczną. Praca doktorska Politechniki Śląskiej, Gliwice 1976.

[39] Kudrycka J.: Możliwości wykorzystania przepływów międzygałęziowych w ekonometrycznym modelu gospodarki narodowej. Wiadomości Statystycz- nr nr 1, 1976.

[40] Kucharczyk J., Sysło M.: Algorytmy optymalizacji w języku ALGOL-60. PWN, Warszawa 1975.

[41] Lange O.: Teoria programowania. PWE, Warszawa 1977.

[42] Langer J., Tyka K., Zemła T.: Określenie optymalnej długości ścian w KWK z wykorzystaniem metod rachunku regresji i korelacji. Prace OBRSM.E i AG z. 13, Katowice 1980.

[43] Lisowski A.: Niektóre wskaźniki dla projektowania wzrostu koncentracji w kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 1, 1963.

[44] Łojowski S., Oleński J.: Planowanie inwestycji i rezerw w warunkach niepewności. PWE, Warszawa 1971.

[45] Mańczak K.: Metody identyfikacji wielowymiarowych obiektów sterowania. WNT, Warszawa 1979.

[46] Matuszewski J.: Optymalizacja pracy w ścianach kombajnowych. Wyd. Śląsk, Katowice 1969.

[47] Mitręga J.: Koncentracja wydobycia podstawą intensywnego rozwoju górnictwa węglowego. Wyd. Śląsk, Katowice 1970.

[48] Mitręga J.: Czynniki nowoczesności kopalń. Zagadnienia wybrane. Wyd. Śląsk, Katowice 1970.

[49] Moore P.G.: Ryzyko w podejmowaniu decyzji. PWE, Warszawa 1975.

[50] Mothes J.: Sytuacje niepewne a podejmowanie decyzji w przemyśle. WNT, Warszawa 1972.

[51] Metodyka wyboru optymalnych wariantów i kolejności budowy przy kompleksowym projektowaniu okręgów węglowych za pomocą programowania liniowego. Z prac RNT do spraw projektowania i budowy kopalń przy stałej komicji Przemysłu Węglowego RWPG "Projekty Problemy" nr 4 i 5, 1970.

[52] Muller Y.: Wprowadzenie do nauki organizacji i badań operacyjnych. PWE, Warszawa 1971.

[53] Naylor T.H.: Modelowanie cyfrowe systemów ekonomicznych. PWN, Warszawa 1975.

[54] Nieduszyński M.: Metoda horyzontu planowania. Przegląd Organizacji nr 5, 1974.

[55] Parysiewicz W.: Roboty udostępniające i przygotowawcze. Wyd. Śląsk, Katowice 1970.

[56] Parysiewicz W., Wolski J.: Optymalne parametry ścian zmechanizowanych. Przegląd Górniczy nr 11, 1962.

[57] Pawłowski Z.: Ekonometria. PWN, Warszawa 1978.

[58] Pawłowski Z.: Ekonometryczna analiza procesu produkcyjnego. PWN, Warszawa 1976.

[59] Paździora J.: Wybrane zagadnienia projektowania kopalń. Skrypt Uczelniany nr 920, Gliwice 1980.

[60] Plucińska A., Pluciński E.: Elementy probabilistyki. PWN, Warszawa 1981.

[61] Pluta W.: O pewnej metodzie klasyfikacji przedsiębiorstw. Przegląd Statystyczny z. 1, 1972.

[62] Pluta W.: Teksonomiczna procedura prowadzenia syntetycznych badań porównawczych za pomocą zmodyfikowanej miary rozwoju gospodarczego. Przegląd Statystyczny nr 4, 1976.

[63] Pluta W.: Wielowymiarowa analiza porównawcza w modelowaniu ekonometrycznym. PWN, Warszawa 1986.

[64] Pociecha J.: Kryteria oceny procedur taksonomicznych. Przegląd Statystyczny z. 1-2, 1982.

[65] Pogonowski T., Karbownik A.: Wyznaczenie optymalnych parametrów pola eksploatacyjnego dla potrzeb projektowania górniczego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z. 71, Gliwice 1976.

[66] Porwit K.: Z teorii i praktyki planowania. PWE, Warszawa 1970.

[67] Przelaskowski W.: Niektóre aspekty wykorzystania tablic przepływów międzygałęziowych przy prognozowaniu. Gospodarka Planowa nr 3, 1972.

[68] Potocki Cz., Przybyła H., Turek M.: Zagadnienie optymalizacji układu techniczno-organizacyjnego procesu wybierania. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z. 107, Gliwice 1981.

[69] Potocki Cz., Przybyła H.: Optymalna długość frontu eksploatacyjnego Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Organizacja z. 5, Gliwice 1975.

[70] Potocki Cz., Przybyła H.: Badania operacyjne w górnictwie. Skrypt nr 906 Politechniki Śl., Gliwice 1980.

[71] Przybyła H.: Wykorzystanie analizy przepływów międzygałęziowych w zarządzaniu produkcją górniczą. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej seria Organizacja z. 8, Gliwice 1978.

[72] Przybyła H.: Wybrane problemy wielowymiarowej analizy porównawczej w odniesieniu do zagadnień górniczych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z. 139, Gliwice 1985.

[73] Przybyła H., Turek M.: Analiza ważności funkcji zarządzania w świetle badań dozoru kopalń węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z. 104, Gliwice 1980.

[74] Przybyła H., Chowaniec J., Kozyra J.: Dobór prawidłowych kryteriów oceny kopalń węgla kamiennego podstawą efektywności działania. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z. 122, Gliwice 1983.

[75] Przybyła H.: Model organizacyjnej synchronizacji robót przygotowawczych z eksploatacyjnymi. Praca doktorska Politechniki Śląskiej, Gliwice 1972.

[76] Praca zbiorowa pod red. Hellwig Z.: Zarys ekonometrii. PWE, Warszawa 1973.

[77] Praca zbiorowa pod red. Hellwiga Z.: Elementy rachunku ekonomicznego. PWE, Warszawa 1978.

[78] Zastosowanie matematyki i maszyn elektronicznych w planowaniu. PWE, Warszawa 1963.

[79] Praca zbiorowa pod red. Lisowskiego A.: Komputeryzacja Zarządzania. Z doświadczeń Przemysłu Węglowego GIG.

[80] Zastosowanie komputerów oraz metod statystyki i ekonometrii w zarządzaniu branżę. Na przykładzie Górnictwa Węgla Kamiennego Katowice 1977.

[81] Praca zbiorowa pod red. Koźmińskiego A.K.: Decyzje - analiza systemowa organizacji. PWN, Warszawa 1979.

[82] Praca zbiorowa pod red. Sadowskiego W.: Elementy ekonometrii i programowania matematycznego. PWN, Warszawa 1980.

[83] Praca zbiorowa pod red. Welfe W.: Metody i modele ekonomiczno-matematyczne w doskonaleniu zarządzania gospodarkę socjalistyczną. PWE, Warszawa 1981.

[84] Praca zbiorowa: Metoda optymalizacji parametrów ścian zmechanizowanych MOPSZ. Dokumentacja GBSiPG, 1975.

[85] Praca zbiorowa pod red. Findersena W.: Analiza systemowa - podstawy i metodologia. PWN, Warszawa 1985.

[86] Praca zbiorowa pod red. Lisa S.: Rytmiczność procesu produkcyjnego zakłócenia i ich kompensacja. PWE, Warszawa 1982.

[87] Praca zbiorowa pod red. Czerwińskiego Z.: Optymalna organizacja złożonych działań. PWE, Warszawa 1983.

[88] Rabsztyn J.: Matematyczne metody obliczania długości i wybiegu ścian. Przegląd Górniczy nr 11, 1970.

[89] Rabsztyn J.: Podstawowe elementy eksploatacji górniczej. Wyd. Śląsk, Katowice 1970.

[90] Radzikowski W.: Metody matematyczne i statystyczne w przesiębiorstwie. PWE, Warszawa 1976.

[91] Radzikowski W.: Matematyczne techniki zarządzania. PWE, Warszawa 1980.

[92] Raczyński A.: Metodologiczne aspekty projektowania przodków wybierkowych w głębinowych kopalniach węgla kamiennego. Komunikat prac GIG, nr 710.

[93] Rozin B.B.: Teoria rozpoznawania obrazów w badaniach ekonomicznych. PWN, Warszawa 1979.

[94] Sadowski W.: Decyzje i prognozy. PWE, Warszawa 1977.

[95] Secomski K.: Prognostyka. Wiedza Powszechna, Warszawa 1974.

[96] Siedlecka U.: Zastosowanie metody taksonomii stochastycznej do dyskryminacji zbiorów skończonych. Przegląd Statystyczny nr 4, 1976

[97] Sienkiewicz P.: Inżynieria systemów. Wyd. MON, Warszawa 1983.

[98] Simon H.A.: The New Science of Management Decission. New York 1960 Harper.

[99] Sitko W., Chmiela A., Kozyra J.: Projektowanie organizacji wybierania węgla kamiennego. Skrypt Uczelniany nr 422, Politechnika Śląska, Gliwice 1973.

[100] Sitko W., Kozyra J., Przybyła H.: Zastosowanie metod taksonomicznych w zarządzaniu produkcją górniczą. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo z. 71, Gliwice 1976.

[101] Steczkowski J., Zieląś A.: Analiza wariancyjna i kowariancyjna w badaniach ekonomicznych. PWN, Warszawa 1982.

[102] Strahl D.: Propozycje konstrukcji miary syntetycznej. Przegląd Statystyczny z. 2, 1978.

[103] Strahl D.: Dyskryminacja zbioru według stabilnego podobieństwa. Przegląd Statystyczny z. 1-2, 1982.

[104] Szewiakow L.D.: Osnowy tieorii projektirowanija Ugolnych. Szacht Uglietiechizdat, 1958.

[105] Szybisz B.: Wstęp do statystyki przepływów międzygałęziowych. PWE, Warszawa 1969.

[106] Trembecki A.: Podstawy teorii samoregulacji potoków produkcyjnych w poszczególnych stanowiskach pracy. Zeszyty Naukowe Akademii Górniczo Hutniczej nr 192, seria Zagadnienia Techniczno Naukowe z. 5, 1967.

[107] Trembecki A.: Matematyczne metody w górnictwie. Zagadnienia wybrane. Wyd. Śląsk, Katowice 1969.

[108] Walisko J.: Korzystna długość ścian zmechanizowanych. Przegląd Górniczy nr 12, 1962.

[109] Więckowski J., Pasieczny L.: Ekonomika i organizacja działalności przemysłowej. PWE, Warszawa 1976.

[110] Winkowski J.: Programowanie symulacji procesów, WNT, Warszawa 1974.

[111] Wolski J.: Metoda wyznaczania optymalnej wysokości poziomu dla głębinowych kopalni węgla kamiennego. Praca doktorska Politechniki Śląskiej, Gliwice 1963.

[112] Wolski J., Pogonowski T.: Projektowanie optymalnej wielkości i modelu głębinowej kopalni węgla kamiennego. Część I. Skrypty Uczelniane Politechniki Śląskiej, nr 214, Gliwice 1968.

SFORMALIZOWANE METODY ODNOWY FRONTU EKSPLOATACYJNEGO W KWK

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

Celem uzyskania wzrostu efektywności gospodarowania w KWK, użyto sformalizowanego zapisu problemów decyzyjnych związanych z odnową frontu eksploatacyjnego. Umożliwiło to wykorzystanie metod metematycznych i elektronicznego przetwarzania danych w procesie decyzyjnym, co do ilości i rodzaju robót przygotowawczych oraz co do ilości i rodzaju rozwiązań techniczno-organizacyjnych w robotach wybierkowych.

Związki i relacje zachodzące pomiędzy robotami przygotowawczymi i robotami wybierkowymi opisano i analizowano w oparciu o adoptowaną do potrzeb pracy tabelę przepływów międzygałęziowych. Stosowane przez kopalnie węgla kamiennego strategie prowadzenia robót przygotowawczych ocenione zostały przy użyciu wielowymiarowej analizy porównawczej. Do opisu kopalń w aspekcie robót przygotowawczych użyto procedury, w której istotnym elementem jest system dialogu pomiędzy grupą ekspertów a wynikami obliczeń numerycznych. Otrzymany zbiór cech wykorzystany został również do budowy odpowiednich modeli ekonometrycznych.

Potraktowanie kopalni jako wielowymiarowej zmiennej losowej umożliwiło wyznaczyć zależności pomiędzy ryzykiem nie wykonania planu wydobycia, a: liczbą ścian, średnim wydobyciem ze ściany i odchylenie standardowym, jaką miarę rozproszenia wydobycia wokół wydobycia średniego. Przedstawione w pracy procedury wyboru układu techniczno-organizacyjnego uwzględniają zarówno system preferencji decydenta, jak i jego skłonność do ryzyka.
W zakończeniu podano wnioski wynikające z przeprowadzonych badań i analiz.

НОРМИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО ФРОНТА РАБОТ НА КАМЕННОУГОЛЬНОЙ ШАХТЕ

Р е з ю м е

Для получения роста эффективности хозяйствования в угольных шахтах использовано формальную запись проблем, связанных с обновлением эксплуатационного фронта. Это дало возможность использования математических методов и электронного преобразования данных в процессе решений относительно количества и вида подготовительных работ, а также количества и вида технико-организационных решений в эксплуатационных работах.

Связь и соотношения, возникающие между подготовительными работами и эксплуатационными работами описаны и проанализированы, опираясь на приспособленную к требованиям работы таблицу межотраслевых расходов. Стратегии применения подготовительных работ, которые применяются в угольных шахтах, были оценены с использованием всестороннего сравнительного анализа. Для описания шахт в аспекте подготовительных работ употреблено процедуру, в которой основным элементом является система диалога между группой экспертов и результатами численного расчёта. Полученное множество признаков использовано также для строительства соответствующих эконометрических моделей.

Представление шахты как многомерной случайной переменной величины дало возможность определить зависимости между риском невыполнения плана добычи и количеством стен, средней добычей с одной стены и стандартным отклонением от средней добычи.

Представленные в работе процедуры выбора технико-организационного решения принимают во внимание как систему преференции децидента, так и его склонность к риску. В заключение представлено результаты произведённых исследований и анализов.

FORMALIZED METHODS OF RENOVATION OF A WORK FRONT IN A COAL MINE

S u m m a r y

To achieve bigger efficiency of economy in a coal mine there has been used a formalized list of decision problems connected with renovation of exploitation face. It enabled us to make use of mathematical methods and electronic data processing in a decision process concerning number and kind of first working and also number and kind of technical - organization solutions in winning. Connections and relations taking place between first working and winning have been described and analyzed on the base of the chart of interbranch flows adapted to work requirements. Strategies of first working used by coal mines have been evaluated by means of multidimensional comparative analysis. To describe coal mines, as far as first working is concerned, the procedure in which an important elements is a system of dialogue between experts, group and numerical calculation results has been used. A received set of features has been also used for making proper econometric models.

Treating a coal mine as a multidimensional random variable enabled us to define dependences between a risk of not realizing a winning plan, and number of longwalls, average output on a longwall and standard deviation as a measure of output scattering around average output. Procedures, presented in the paper, of choice of technical-organization system take into account both manager's system of preferences and his inclination for taking a risk. At the end the conclusions resulting from testings and analyses have been presented.

BIBLIOTEKA GŁÓWNA
Politechniki Śląskiej
P.3351/88/153

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
40-006 Katowice — Księgarnia nr 005, ul. 3 Maja 13
41-902 Bytom — Księgarnia nr 048, Pl. Kościuszki 10
41-500 Chorzów — Księgarnia nr 003, ul. Wolności 22
41-300 Dąbrowa Górnicza — Księgarnia nr 091, ul. ZBoWiD-u 2
47-400 Racibórz — Księgarnia nr 143, ul. Odrzańska 1
44-200 Rybnik — Księgarnia nr 102, 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.