ZESZYTY
NAUKOWE
POLITECHNIKI
ŚLĄSKIEJ

STANISŁAW KRZEMIEŃ

SYSTEMOWO–INFORMACYJNE MODELE OCENY STANU ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

P. 3351/91

GÓRNICTWO

Z. 198
GLIWICE
1991

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 1123

POLITECHNIKA ŚLĄSKA Biblioteka Główna w Gliwicach

P. 3351/91

STANISŁAW KRZEMIEŃ

SYSTEMOWO – INFORMACYJNE MODELE OCENY STANU ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

GLIWICE 1991

OPINIODAWCY:
Prof. dr hab. inż. Antoni Goszcz
Prof. dr hab. inż. Zdzisław Kłeczek

KOLEGIUM REDAKCYJNE

REDAKTOR NACZELNY — Prof. dr hab. inż. Jan Bandrowski
REDAKTOR DZIAŁU — Prof. dr hab. inż. Walery Szuścik
SEKRETARZ REDAKCJI — Mgr Elżbieta Leśko

REDAKCJA
Mgr Roma Łoś

REDAKCJA TECHNICZNA
Alicja Nowacka

Wydano za zgodą
Rektora Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372-9508

Wydawnictwo Politechniki Śląskiej
ul. Kujawska 3, 44-100 Gliwice

Nakł. 150+85 Ark. wyd. 17 Ark. druk. 16,5 Papier offset. kl. III 70x100, 70 g
Oddano do druku 26.04.91 Podpis. do druku 30.10.91 Druk ukończ. w grudniu 1991
Zam. 197/91 Cena zł 23.800,—

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

P21/92

SPIS TREŚCI

Str.

1. WSTĘP 13

2. CEL I TEZA PRACY 18

3. PODSTAWY METODOLOGICZNE BADAŃ STANU ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI 29

4. ZASTOSOWANIE PODEJŚCIA SYSTEMOWEGO DO IDENTYFIKACJI I BADANIA OBIEKTÓW ZAGROŻONYCH WSTRZASAMI GÓRNICZYMI 35

4.1. Wyrobiska górnicze jako układy względnie odosobnione 38

4.2. Charakterystyka otoczenia skalnego wyrobisk górniczych .. 40

4.3. Analiza systemu rzeczywistego obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi 41

4.4. Identyfikacja systemu bezpieczeństwa obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi 43

4.5. Własności systemowe obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi 44

4.6. Ustalenie potencjału realizacyjnego systemu bezpieczeństwa obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi 48

4.7. Określenie relacji systemowych 50

5. DOBÓR MODELI MATEMATYCZNYCH DLA OCENY STANU ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI W OBIEKTACH PODZIEMNYCH KOPALŃ WĘGLA 56

5.1. Zastosowanie metod analizy statystycznej do szacowania parametrów i charakterystyk systemu obiektów zagrożonych tąpaniami 56

5.1.1. Analiza istotności parametrów charakteryzujących system obiektów zagrożonych tąpaniami 59

5.1.2. Wykorzystanie analizy czynnikowej metodą głównych składowych Hottelinga 65

5.1.3. Ustalenie związków korelacyjnych pomiędzy zmiennymi opisującymi przyczyny i skutki tąpnięcia 71

5.1.4. Wykorzystanie analizy wariancji do ustalenia zbioru zmiennych istotnych w ocenie zagrożenia tąpaniami 72

5.1.5. Budowa funkcji regresji liczby tąpnięć L_T 82

5.1.6. Wyznaczenie warunkowych rozkładów prawdopodobieństwa wystąpienia tąpnięcia dla określonych wartości wielowymiarowej zmiennej losowej 91

5.2. Zastosowanie stochastyczno-markowskiego modelu diagnozowania stanu zagrożenia silnymi wstrząsami górniczymi 102

Str.

5.2.1. Analiza czasowych zmian zdatności obiektu górniczego do wystąpienia w nim silnego wstrząsu 108

5.2.2. Analiza czasowych zmian zdatności obiektu górniczego do wystąpienia silnego wstrząsu z uwzględnieniem aktywnego przeciwdziałania 114

5.2.3. Przykład wykorzystania rozwiązań modelu do prognozowania wystąpienia niebezpiecznych wstrząsów w obiektach podziemnych systemu eksploatacyjnego kopalni węgla 120

5.3. Przewidywanie możliwości wystąpienia stanów krytycznych zagrożenia wstrząsami górniczymi opierając się na intersubiektywnych procedurach diagnostycznych 124

5.3.1. Modelowanie zdarzeń krytycznych w obiektach zagrożonych wstrząsami górniczymi 125

5.3.2. Ocena możliwości wystąpienia zdarzeń krytycznych metodą grupowego sondażu opinii ekspertów 131

5.3.3. Przeprowadzenie badań w kopalni oraz analiza uzyskanych wyników 140

6. OCENA I KLASYFIKACJA PARCEL NA POWIERZCHNI ZE WZGLĘDU NA ZAGROŻENIE WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI 150

6.1. Charakterystyka analizowanych parcel 152

6.2. Wyznaczenie przedziału czasowego prognozy 153

6.3. Dobór parametrów opisujących parcele 153

6.4. Statystyczna weryfikacja wstępnego zestawu parametrów 155

6.5. Zastosowanie metod klasyfikacji i systematyzacji do dyskryminacji zbioru parcel 165

6.6. Systematyzacja parcel na podstawie wyróżnika aktywności sejsmologicznej 174

6.7. Analiza wyników klasyfikacji i systematyzacji parcel w aspekcie ochrony powierzchni 181

7. WYKORZYSTANIE ZAPROPONOWANYCH MODELI DO UTWORZENIA SYSTEMU INFORMACYJNEGO DIAGNOZY I KONTROLI STANU ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI W KOPALNI 188

7.1. Analiza aktualnego stanu systemu informacyjnego diagnozy i kontroli zagrożenia wstrząsami górniczymi w kopalni 189

7.2. Założenia projektowe struktury systemu informacyjnego stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi w kopalni 192

7.3. Opis algorytmów prognozy stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi w obiektach kopalni 197

8. WNIOSKI KOŃCOWE 201

LITERATURA 204

Str.

ZAŁĄCZNIKI

1. Program komputerowy i przykład obliczeniowy prognozy "Metoda ekspertów" 217

2. Program komputerowy prognozy "Metoda sejsmologiczna" 223

3. Program komputerowy i przykład obliczeniowy prognozy "Metoda sejsmoakustyczna" 239

4. Histogramy aktywności sejsmologicznej i sejsmoakustycznej w ścianie 239, pokład 620 w KWK "Pstrowski", przykłady danych .. 243

5. Indywidualne ankiety oceny stanu zagrożenia wyrobisk górniczych w KWK "Pstrowski" 249

6. Karty Katalogowe Tąpań - wybrane przykłady 253

STRESZCZENIA 259

СОДЕРЖАНИЕ

Ст

1. ВСТУПЛЕНИЕ ..... 1.

2. ЦЕЛЬ И ТЕЗИС РАБОТЫ 1

3. МЕТОДОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ИССЛЕДОВАНИЙ СОСТОЯНИЯ УГРОЗЫ ГОРНЫХ УДАРОВ ..... 2.

4. ПРИМЕНЕНИЕ СИСТЕМНОГО ПОДХОДА К ИДЕНТИФИКАЦИИ И ИССЛЕДОВАНИЯМ ОБЪЕКТОВ, НАХОДЯЩИХСЯ ПОД УГРОЗОЙ ГОРНЫХ УДАРОВ 3

4.1. Горные выработки как системы относительно изолированные ... 3

4.2. Характеристика пород окружающих горную выработку 4

4.3. Анализ системы реального объекта, находящегося под угрозой горных ударов 4

4.4. Идентификация системы безопасности объекта, находящегося под угрозой горных удвров 4

4.5. Системные свойства объекта, находящегося под угрозой горных ударов 4

4.6. Определение потенциала реализации системы безопасности объекта, находящегося под угрозой горных ударов 4

4.7. Определение системных соотношений 5

5. ПОДБОР МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ ОЦЕНКИ СОСТОЯНИЯ УГРОЗЫ ГОРНЫХ УДАРОВ В ПОДЗЕМНЫХ ОБЪЕКТАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ 5

5.1. Применение методов статистического анализа для определения параметров и характеристик системы объектов, находящихся под угрозой горных ударов 5

5.1.1. Анализ существенности параметров, характеризующих системы объектов, находящихся под угрозой горных ударов 5

5.1.2. Использование факторного анализа методом главных составляющих Хоттелинга 6

5.1.3. Определение корреляционных связей между переменными, описывающими причины и результаты горного удара 7

5.1.4. Использование дисперсионного анализа для определения множества существенных переменных при оценке угрозы горных ударов 7

5.1.5. Строение функции регресии числа горных ударов 8

5.1.6. Определение условных распределений вероятности появления горного удара для определенных величин многомерной случайной переменной 9

5.2. Применение стохастическо-марковской модели диагнозирования состояния угрозы сильных горных ударов 10

Стр.

5.2.1. Анализ временных изменений пригодности горного объекта к появлению в нем сильного толчка 108

5.2.2. Анализ временных изменений пригодности горного объекта к появлению в нем сильного толчка с учетом активного противодействия 114

5.2.3. Пример использования решения модели прогнозирования появления опасных явлений в подземных объектах системы эксплуатации угольной шахты 120

5.3. Предсказывание возможности появления критического состояния угрозы горных ударов на основе интерсубъективной процедуры диагнозирования 124

5.3.1. Моделирование критических событий в объектах, находящихся под угрозой горных ударов 125

5.3.2. Оценка возможности появления критических событий методом группового зондирования мнений экспертов 131

5.3.3. Проведение исследований в шахте и анализ полученных результатов 140

6. ОЦЕНКА И КЛАССИФИКАЦИЯ УЧАСТКОВ НА ПОВЕРХНОСТИ В СВЯЗИ С ОПАСНОСТЬЮ ГОРНЫХ УДАРОВ 150

6.1. Характеристика анализированных участков 152

6.2. Определение временного интервала прогнозирования 153

6.3. Выбор параметров, описывающих участок 153

6.4. Статистическая проверка вступительного комплекта параметров 155

6.5. Применение методов квалификации и систематизации для дискриминации множества участков..... 165

6.6. Систематизация участков на основе степени сейсмологической активности 174

6.7. Анализ результатов классификации и систематизации участков в аспекте охраны окружающей поверхности 181

7. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРЕДЛОЖЕННЫХ МОДЕЛИ ДЛЯ СОЗДАНИЯ ИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ ДИАГНОЗИРОВАНИЯ И КОНТРОЛИРОВАНИЯ СОСТОЯНИЯ УГРОЗЫ ГОРНЫХ УДАРОВ В ШАХТЕ 188

7.1. Анализ актуального состояния информационной системы диагнозирования и контролирования угрозы горных ударов в шахте 189

7.2. Проетные основы структуры информационной системы состояния угрозы горных ударов в шахте 192

7.3. Описание алгоритмов прогнозирования состояния угрозы горных ударов в объектах шахты..... 197

8. КОНЕЧНЫЕ ПРЕДЛОЖЕНИЯ 201

ЛИТЕРАТУРА 204

Стр.

ПРИЛОЖЕНИЯ

1. Компьютерная программа и расчетный пример прогнозирования "Метод экспертов" 217

2. Компьютерная программа прогнозирования "Сейсмологический метод" 223

3. Компьютерная программа и расчетный пример прогнозирования "Сейсмоакустический метод" 239

4. Гистограмма сейсмологической и сейсмоакустической активности в лаве 239, пласт 520 в к/у шахте "П" - примеры данных 243

5. Индивидуальные анкеты оценки состояния угрозы горных ударов 249

6. Каталожная карточка горных ударов - избранные примеры 253

7. РЕЗЮМЕ 259

CONTENTS

Page

1. INTRODUCTION 13

2. AIM AND THESIS OF THE ELABORATION 18

3. METHODOLOGICAL BASIS OF THE INVESTIGATION ON THE STATE OF HAZARD FROM MINING TREMORS 29

4. APPLICATION OF THE SYSTEM APPROACH TO IDENTIFICATION AND INVESTIGATION OF THE OBJECTS THREATENED WITH MINING TREMORS 35

4.1. Mining excavations as relatively isolated systems 38

4.2. Characteristics of the rock surroundings of mining excavations 40

4.3. Analysis of the real system of the object threatened with crumping 41

4.4. Identyfication of the safety system of the object threatened with crumping 43

4.5. System properties of the object threatened with crumping 44

4.6. Determination of the realization potential of the safety system of the object threatened with crumping 48

4.7. Determination of the system relationships 50

5. SELECTION OF MATHEMATICAL MODELS FOR THE ASSESSMENT OF THE STATE OF HAZARD FROM MINING TREMORS IN UNDERGROUND OBJECTS OF COLLIERIES 56

5.1. Application of the methods of statistical analysis for the evaluation of the parameters and characteristics of the system of objects threatened with crumping 56

5.1.1. Analysis of the significance of the parameters characterizing the system of objects threatened with crumping 59

5.1.2. Application of factor analysis by the method of principal Hotteling's components 65

5.1.3. Determination of correlational relationships between the variables describing the causes and effects of crumping 71

5.1.4. Application of variance analysis for the determination of a set of variables essential in the evaluation of the crumping hazard 72

5.1.5. Construction of the regression function of the number of crumpings L_T 82

5.1.6. Determination of conditional distribution functions of the occurrence of crumping for the particular values of multidimensional random variable 91

Page

5.2. Use of stochastic-Markov model of diagnosing the state of hazard from strong mining tremors 102

5.2.1. Analysis of temporary changes of the mining object aptitude for the occurrence in it of strong tremor 108

5.2.2. Analysis of temporary changes of the mining object aptitude for the occurrence of strong tremor taking into account an active counteraction 114

5.2.3. Example of applications of model solutions for prognosticating the occurrence of dangerous phenomena in underground objects of the colliery mining system .. 120

5.3. Prediction of the possibility of the occurrence of critical states of hazard from mining tremors on the basis of intersubjective diagnostic procedure 124

5.3.1. Modelling of critical events in the objects threatened with mining tremors 125

5.3.2. Assessment of the possibility of the occurrence of critical events by the method of group sounding of experts' opinion 131

5.3.3. Carrying out of tests in a mine and analysis of the results obtained 140

6. EVALUATION AND CLASSIFICATION OF PLOTS ON THE SURFACE ON ACCOUNT OF MINING TREMOR HAZARDS 150

6.1. Characteristis of the plots analyzed 152

6.2. Determination of the time interval of the prognosis 153

6.3. Selection of the parametrs describing the plots 153

6.4. 155

6.5. Use of classification and systematization methods for the discrimination of a set of plots 165

6.6. Systematization of plots on the basis of seismologic activity discriminant 174

6.7. Analysis of the results of classification and systematization of plots in view of surface protection 181

7. APPLICATION OF THE MODELS PROPOSED FOR THE ESTABLISMENT OF AN INFORMATIONAL SYSTEM OF DIAGNOSIS AND CONTROL OF THE STATE OF HAZARD FROM MINING TREMORS IN A COLLIERY 188

7.1. Analysis of the actual state of the informational system of diagnosis and control of hazards from mining tremors in a colliery 189

7.2. Design assumptions of the structure of the informational system of the state of hazards from mining tremors in a colliery 192

7.3. Description of the algorithms of prognosis of the state of hazard from mining tremors in the mine objects 197

8. FINAL CONCLUSIONS 201

LITERATURE 204

Page

APPENDICES

1. Computer program and computation example of the prognosis "Experts method" 217

2. Computer program of the prognosis "Seismological method" ... 223

3. Computer program and computation example of the prognosis "Seismoacoustic method" 239

4. Histograms of seismological and seismoacoustical activity in wall 239, bed 520 in "Petrowski" colliery - examples of data 243

5. Individual questionaries of the evaluation of the state of hazard in mining excavations 249

6. Catalog Cards of Crumpings - selected examples 253

7. SUMMARY 259

1. WSTĘP

Zagrożenie tąpaniami jest najpoważniejszym aktualnie zagrożeniem naturalnym występującym w kopalniach węgla kamiennego. Uzasadnienie tego poglądu jest wyrażone w licznych publikacjach, a zwłaszcza w tych, które obejmują analizę statystycznych zależności pomiędzy rodzajem i ilością zagrożeń, skutkami niebezpiecznych zdarzeń oraz górniczo-technicznymi i geologicznymi parametrami określającymi warunki ich występowania [13], [62], [78], [128], [155], [181], [245].
Zagrożeniem tąpaniami jest objętych aktualnie 60% wszystkich kopalń [78].

Zwalczanie zagrożenia tąpaniami jest bardzo trudne ze względu na skomplikowany charakter fizyczny zjawisk zachodzących w górotworze. Intensywna działalność naukowa, a także oparta na jej wynikach i doświadczeniu zawodowym profilaktyka ruchowa spowodowały, zwłaszcza w ostatnich latach, ograniczenie ilości tąpnięć [181]. Uzyskanych rezultatów nie można jednak uznać za zadowalające. Obserwowane są zmiany dotychczasowego charakteru zjawiska związane z coraz bardziej skomplikowanymi warunkami prowadzenia eksploatacji. Dotyczy to między innymi oddalania się miejsc koncentracji naprężeń od czynnych wyrobisk zwłaszcza w rejonach, w których warstwy mocnych skał zalegają w znacznej odległości od wybieranych pokładów. Ogranicza to między innymi skuteczność wielu stosowanych dotychczas metod prognozowania tąpań.

Analizując zmiany zachodzące na różnych poziomach teoretycznego opisu i badania problematyki tąpań można zaobserwować różnorodność poglądów dotyczących struktur badanych obiektów geologicznych i górniczych, ich stabilności, przewidywalności zmian i możliwości dokładnego pomiaru. Poglądy te są generalnie kształtowane przez ujęcie, które można nazwać kartezjańsko-newtonowskim, polegającym na założeniu, że każde zagadnienie można rozłożyć na najprostsze elementy, a po poznaniu tych elementów złożyć z nich dobrze poznaną całość. Podstawowym programem tego podejścia jest mechanicyzm i redukcjonizm dominujący w opisie i wyjaśnianiu zjawisk zachodzących w górotworze. Dotyczy to zwłaszcza modeli opartych na klasycznych teoriach mechaniki górotworu.

Zarzutem, jaki można postawić dominującemu podejściu badawczemu, jest to, że tak skomplikowany obiekt, jakim jest górotwór wraz z zachodzącymi w nim pod wpływem eksploatacji górniczej zjawiskami, jest rozpatrywany w rozbiciu na odrębnie badane elementy, co powoduje utratę niepowtarzalnych informacji o całości. A przecież można wręcz zaryzykować pogląd, że masyw

skalny wraz z wykonanymi w nim wyrobiskami oraz zachodzącymi zjawiskami, a także zatrudnieni ludzie tworzą zintegrowany układ przejawiający wyraźne całościowe cechy i przejawy działania. Tak zintegrowany układ tworzy system [11], [215].

Podejście systemowe do analizy zjawisk zachodzących w górotworze ujmuje ich integralność i dynamikę. Pod tym względem klasyczne modele mechaniki górotworu są obecnie niewystarczające. Redukując bowiem złożoność kopalni traktowanej jako system do zagadnień mechaniki, odrzucają różnorodność relacji systemowych i ich jakościowy rozwój. Ponadto zasadniczym przedmiotem swojego zainteresowania czynią zagadnienia odwracalności procesów mechanicznych, traktując procesy dynamiczne, nieodwracalne i prowadzące do powstania nowych jakości, jako peryferyjne zaburzenia uporządkowanego świata mechaniki. Aktualnie na gruncie ujęcia systemowego i nowej filozofii badawczej wyłania się obraz materii, który można nazwać podejściem systemowo-dynamicznym. W świetle tego ujęcia układ wyrobisk wraz z otoczeniem systemowym można traktować jako układ całościowy, a zachodzące w nim zjawiska jako burzliwe zjawiska dynamiczne. Dynamiczność zjawisk burzliwych podlega prawom termodynamiki procesów nieodwracalnych - termodynamiki nieliniowej [208]. Procesy zachodzą w układach odległych od równowagi, integrujących się drogą powstawania bardziej złożonych struktur całościowych. W świecie procesów burzliwych i nieodwracalnych rola czasu jest nieco inna niż w nauce klasycznej, gdzie czas jest parametrem porządkującym zjawiska i zdarzenia, lecz nie wpływającym na ich przebieg. Procesy burzliwe i nieodwracalne posiadają pamięć swej przeszłości, prowadzą do pojawiania się nowych klas zjawisk i obiektów.

Podejście systemowo-dynamiczne do opisu zjawisk zachodzących w górotworze to podejście przyszłościowe, którego rozwój będzie zależał od osiągnięć synergetyki, nauki która integruje nauki szczegółowe, tworząc niezależną teorię powstawania i rozwoju struktur w układach dalekich od stanu równowagi [81]. Oparta jest ona głównie na matematycznej teorii nieliniowych równań różniczkowych, dla których już teraz określono wiele rozwiązań analitycznych - solitonów [73].

Niezależnie od kierunków i form przyszłościowego rozwoju badań teoretycznych istnieje obecnie potrzeba wprowadzenia do profilaktyki górniczej odpowiednio skutecznych metod oceny stanu zagrożenia tąpnięciem, metod prostych w codziennym zastosowaniu ruchowym.

Obok analityczno-mechanistycznych modeli opisujących i oceniających zagrożenie tąpaniami pomocniczą, ale coraz ważniejszą rolę w profilaktyce ruchowej mogą spełniać modele informacyjno-prognostyczne. Modele te, znajdujące logiczne uzasadnienie w fizyce procesów zachodzących w naruszonym eksploatacją górotworze, należy rozumieć jako wiedzę teoretyczną odniesioną do konkretnego obiektu podziemnego, obejmującą informacje niezbędne do ciągłej kontroli stanu zagrożenia tąpaniami w tym obiekcie. W takim ujęciu model jest rozumiany nie jako odwzorowanie, lecz jako szeroko pojęty sposób działania [191].

W niniejszej dysertacji przedstawiono modele i metody oceny zjawisk zachodzących w wyodrębnionych systemowo obiektach podziemnych kopalni opracowane pod kątem uzyskania wiarygodnych informacji o aktualnym stanie zagrożenia tąpnięciem, niezbędnych do permanentnego i operatywnego podejmowania decyzji kontrolno-profilaktycznych.

W procedurach pozyskiwania informacji oraz wypracowywania decyzji uwzględniono takie wyprzedzenia czasowe, które są wystarczające do zminimalizowa możliwości zagrożenia ludzi obsługujących proces technologiczny.

Praca składa się z części teoretycznej i części praktycznej.

W części teoretycznej zawarto niekonwencjonalne podejścia do analizy informacyjnej zjawisk tąpań.

Dotyczy to zwłaszcza wykorzystania podejścia opartego na:

- analizie systemowej porządkującej uzyskane wyniki dotychczasowych badań i odnoszącej je do warunków wyodrębnionego systemowo obiektu zagrożonego tąpnięciem [11], [18], [33], [70], [106], [110], [111], [153], [162], [164], [167], [189], [215],
- teorii zdarzeń - opisującej oddziaływanie obiektów i ludzi, skutki oddziaływań, cechy zdarzeń zagrożeniowych, genezę zdarzeń, skutki zdarzeń [36], [38], [65], [68], [120], [140], [212], [213], [257],
- teorii niezawodności - zajmującej się badaniem stanów zdatności technicznej obiektów, kontrolę parametrów stanu, przywracaniem stanów zdatności itp. Z teorii tej wyprowadzono pojęcie niezawodności bezpieczeństwa obiektu [16], [23], [54], [82], [132], [176], [189],
- teorii podejmowania decyzji, z której wykorzystano funkcje decyzyjne i modele analizy wielokryterialnej w ujęciu bayesowskim [36], [38], [65], [68], [120], [140], [212], [213], [257].

Zasadnicze rezultaty praktyczne dysertacji to:

- opracowanie procedur diagnozy stanu zagrożenia niebezpiecznymi wstrząsami górniczymi dla systemu obiektów podziemnych kopalni i obiektów na powierzchni, opierając się na matematycznych modelach ocenowych (rozdz. 4, rozdz. 5 pkt 5.1 i rozdz. 6);
- uwzględnienie w modelach ocenowych warunków ruchowych kopalni i umożliwienie oceny zdatności lub niezdatności obiektu do wystąpienia w nim niebezpiecznych wstrząsów górniczych (rozdz. 5 pkt 5.2);
- opracowanie algorytmów i programów użytkowych metody umożliwiających uzyskiwanie dobowych prognoz stanu zagrożenia dla konkretnych obiektów systemowych, takich jak oddziały górnicze oraz zlokalizowane w ich obrębie wyrobiska górnicze wraz z otoczeniem systemowym (rozdz. 7, pkt 7.3);
- włączenie i spożytkowanie w modelu diagnostycznym w sposób matematycznie sformalizowany potencjału informacyjnego załogi kopalni na podstawie mo-

delu heurystycznego - grupowego sondażu opinii ekspertów (rozdz. 5, pkt 5.3);
- opracowanie założeń teoretycznych modelu informacyjno-komputerowego systemu wspomagania decyzji w warunkach zmian zagrożenia niebezpiecznymi wstrząsami górniczymi (rozdz. 7 pkt 7.1 i pkt 7.2).

Istotnym rezultatem pracy badawczej jest uzasadnienie możliwości i celowości zastosowania modelu losowych procesów Markowa do opisu zmian stanu zagrożenia niebezpiecznymi wstrząsami górniczymi w obiektach podziemnych kopalni. Model stochastyczny dobrze opisuje charakter zachodzących w górotworze zjawisk, które z natury rzeczy mają charakter losowy (przypadkowy) i w silnym stopniu zależą od przebiegów czasowych. O zachodzących w górotworze zjawiskach wnioskujemy nie na podstawie teoretyczno-analitycznego modelu tych zjawisk, lecz opierając się na zmianach czasowych identyfikatorów obserwowanych zwiastunów niebezpiecznych zjawisk. Metoda prognozy oparta na modelu stochastyczno-markowskim umożliwia wyznaczenie nie tylko prawdopodobieństw znajdowania się obiektów w określonych stanach zagrożenia, ale co istotniejsze wyznaczenie odpowiadających tym prawdopodobieństwom przedziałów czasowych, w których mogą wystąpić szczególnie niebezpieczne wstrząsy górnicze.
Skuteczność prognoz opartych na danych uzyskanych z metod sejsmologicznych jest wysoka, co potwierdzają uzyskane wyniki. Skuteczność tę podnoszą dodatkowe informacje uzyskane z modeli heurystycznych opartych na indukcyjnych regułach praktycznych, w tym na metodzie ekspertów formalizującej matematycznie wiedzę użytkową specjalistów - praktyków.

Na uwagę zasługuje zastosowane w pracy podejście systemowe, umożliwiające charakterystykę strukturalną i morfologiczną obiektów zagrożonych niebezpiecznymi wstrząsami górniczymi i odniesienie procedur prognostycznych do tych obiektów. Zastosowane ujęcie systemowe nawiązuje do rozwijającej się w ostatnich latach nauki o bezpieczeństwie systemowym, którą w niektórych opracowaniach nazywa się systemową oceną potencjału zagrożenia lub opanowywaniem ryzyka. W zakresie rozwijanych tutaj teorii widać wyraźnie przesunięcie zainteresowań z kierunków obejmujących badanie okoliczności i przyczyny wypadków na rzecz badania potencjalnych stanów zagrożenia bezpieczeństwa, tj. momentów czasowych, w jakich znajduje się system bezpieczeństwa zakładu górniczego lub system bezpieczeństwa dowolnego jego obiektu.
Zgodnie z zasadą hierarchicznej struktury systemu każdy jego element można dzielić na mniejsze części i w sposób teoretyczny wyznaczać prawdopodobny wpływ tej części na zachowanie się całego systemu. Chodziło tutaj o identyfikację możliwych niepożądanych zdarzeń (zdarzeń krytycznych) i przypisaniu im prawdopodobieństw lub częstości pojawiania się. Oczekiwanym efektem takiego postępowania było określenie prawdopodobieństwa wystąpienia wstrząsu górniczego (tąpnięcia).

Istotną częścią dysertacji są założenia projektowe umożliwiające opracowanie modelu systemu informacyjno-komputerowego prognozy stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi. Model taki umożliwia wykorzystanie szerokiego zakresu informacji, których źródła stanowią: dokumentacje ruchowe kopalń, wyniki obserwacji i pomiarów dołowych oraz badania kierunkowe (ankietowe). Opracowane procedury i programy użytkowe pozwalają na przetworzenie danych pierwotnych w dane prognostyczne, a te z kolei w dane diagnostyczne. Dane prognostyczne pozwalają na dokonanie oceny zdatności lub niezdatności (przygotowania lub nieprzygotowania) konkretnych obiektów podziemnych do wystąpienia w nich niebezpiecznych zjawisk, a w ostatecznym rezultacie na uzyskanie prognoz stanu zagrożenia dla konkretnych rejonów kopalni oraz dla zlokalizowanych w nich wyrobisk górniczych. Szczególnie cenne są procedury i programy wykorzystujące i przetwarzające dane informacyjne ujęte w modelu dedukcyjno-eksportowym.

Przedstawione w niniejszym opracowaniu wyniki są rezultatem badań i obserwacji prowadzonych przez autora w latach 1986-1989, głównie w KWK "Patrowski". Poligon doświadczalny stanowił rejon oddziału G-8 tej kopalni ze ścianami 238 i 239 w pokładzie 620. Wyniki badań zostały w całości wdrożone w tej kopalni.

Należy w tym miejscu zaznaczyć, że problematyka przedstawiona w dysertacji stanowi logiczną kontynuację tematyki badawczej autora, której początek stanowiły opracowania wywodzące się z klasycznych kanonów szkoły mechaniki górotworu [129], [130].

2. CEL I TEZA PRACY

Zagadnienie skutecznego prognozowania tąpań jest od wielu lat celem licznych prac badawczych prowadzonych zarówno w kraju, jak i za granicą. Można tu jako przykład wymienić prace [104], [108], [112], [124], [168], [169], [181], [182], [183], [206], [226], [232], [236], [245], [246], [252]. Ustalenie wiarygodnych kryteriów prognozy stanu zagrożenia tąpaniami jest sprawą zasadniczej wagi dla efektywnej działalności profilaktycznej.

Przewidywanie zachowania się struktur górniczych, np. układów geometryczno-przestrzennych wyrobisk wraz z ich otoczeniem skalnym, można wyprowadzić z systematycznego zbioru doświadczeń praktycznych, w tym także ze zbadanych zależności teoretycznych. Reguły czy wzory umożliwiające przewidywanie mają wartość przekonującą dopiero wtedy, gdy zasilane są z obydwu źródeł.

Przestrzenią zjawisk i zdarzeń stanowiących przedmiot prognoz jest górotwór i wykonywane w nim wyrobiska górnicze. Górotwór jest dla badacza tworzywem złożonym. Podobnie jak większość materiałów ma on różnorodne i zmienne w szerokich granicach właściwości mechaniczne, chemiczne i inne. Także wykonywane w nim roboty górnicze cechuje różnorodność i zmienność tak w czasie, jak i w przestrzeni. Przebieg zachodzących zjawisk w górotworze wywołanych eksploatacją górniczą zależy od dużej ilości czynników. Jest rzeczą aktualnie niemożliwą, aby wszechstronnie zbadać i opisać zjawisko zachodzące w górotworze z uwzględnieniem np. wszystkich czynników mających wpływ na przebieg zjawisk geodynamicznych, których skutkiem może być tąpnięcie [129], [252].
Z konieczności więc przyjmowane są pewne uproszczenia dotyczące przypuszczalnego przebiegu zjawisk, a także uproszczenia strukturalne obejmujące tzw. modele górotworu wraz z modelami zachodzących w nim zjawisk. Przyjmowane uproszczenia nie mają charakteru stałego. W miarę rozwoju badań rośnie zarówno ilość poznawanych parametrów opisujących warunki strukturalne środowiska skalnego, jak również coraz lepsze staje się rozpoznanie zachodzących w nim zjawisk.

Teoria prognozowania opiera się na podstawowym założeniu, które mówi, że: wnioski o możliwości zajścia lub prawdopodobieństwie przyszłego zdarzenia można wyciągnąć na podstawie badania, analizy i uogólnienia doświadczenia przeszłego, czyli historii prognozowanego zjawiska [196].

Ogólnie prognozowanie można podzielić na jakościowe i ilościowe. Prognozę jakościową można otrzymać w wyniku logicznych analiz, których podstawę mogą być obserwacje ilościowe jak i jakościowe. Instrumentem takiej prognozy mogę być metody heurystyczne, w tym metody ekspertowe.

Prognoza ilościowa związana jest z prawdopodobieństwem, z którym zajdzie rozpatrywane zjawisko w przyszłości, a także z niektórymi charakterystykami tego zjawiska. Do rozwiązywania zagadnienia prognozowania stosuje się dwa rodzaje modeli: deterministyczne i stochastyczne.

Istotnym celem prognozowania tąpań jest minimalizacja niepewności wyrażanej przez kierownictwo kopalni, co do czasu i miejsca występienia niebezpiecznego zdarzenia. Niepewność ta wynika ze stochastycznego charakteru procesów zachodzących w górotworze. Procesy te mają generalnie charakter losowy, zależny od nieloeowego parametru t [127], [128], [141]. W takiej sytuacji, w której występują trudności z określeniem analitycznej postaci zmian rozpatrywanych wielkości w zależności od czasu, a jednocześnie dostępny jest bogaty materiał statystyczny można zastosować do prognozowania modelowanie stochastyczne [12], [17], [138], [196], [209].

Te właśnie możliwość została wykorzystana w niniejszej pracy jako narzędzie prognozowania wystąpienia skutków niebezpiecznych zjawisk geodynamicznych w obiektach podziemnych kopalń. Model stochastyczny jest obrazem procesów zachodzących w górotworze, których przebieg podlega prawom probabilistyki. W modelu tym odmiennie niż w modelu deterministycznym przebieg zdarzeń nie jest jednoznacznie określony. Nie ogranicza to możliwości przewidywania następstw zdarzeń, chociaż natura tych zdarzeń jest probabilistyczna.

Określenie "model probabilistyczny prognozy" budzi pewną nieufność, mimo że np. fizyka (mechanika) probabilistyczna jest od wielu już lat cenioną dyscypliną [138], [139]. Dlatego warto w tym miejscu przytoczyć cytat z pracy [95] mówiący, że: "Sukcesy fizyki, chemii, biologii, a wreszcie i cybernetyki dowiodły, że formy istnienia świata materialnego najbardziej adekwatnie odzwierciedlają się w kategoriach prawdopodobieństwa, które zakłada obiektywny charakter wzajemnych zależności tego co możliwe i tego co rzeczywiste [...], tego rodzaju koncepcje sprzyjają powstaniu nowych idei, odrzuceniu pewnych interpretacji rozwoju, w znacznej mierze mechanistycznych".

Celowość uwzględnienia kategorii probabilistycznych w prognozowaniu tąpań wynika z faktu silnej zależności procesów zmian stanu zagrożenia od własności otoczenia skalnego orez od skutków decyzji podejmowanych przez człowieka.

Jeden z podstawowych obszarów wykorzystania stochastycznych procedur prognostycznych może stanowić analiza zjawisk o charakterze dynamicznym zachodzącym w górotworze, w którym prowadzone są roboty górnicze. Przedmiot szczególnego zainteresowania obejmuje tutaj zjawiska związane z gwałtownym pękaniem skał (niszczeniem ich struktury), które są sygnali-

zowane występieniem pewnych określonych zjawisk fizycznych [25], [26], [28]. Zjawiska te można traktować jako zwiastuny (prekursory) gwałtownego rozpadu [100].

Można do nich zaliczyć:

1. Kierunkowe anomalie składowych sił reakcji.
2. Zmiany aktywności sejsmologicznej.
3. Zmiany aktywności sejsmoakustycznej.
4. Anomalie stosunku sejsmicznych prędkości sprężystych fal podłużnych i poprzecznych.

W każdej z wymienionych grup prekursorów rozpadu można wyodrębnić pewne wielkości charakteryzujące aktualny stan ich aktywności, stwierdzony najczęściej pomiarem. Wielkości te to identyfikatory zagrożenia. Identyfikatorem zagrożenia może być także wielkość skwantyfikowana jakościowo.

Pośrednie wnioskowanie o stanie zagrożenia obiektu górniczego na podstawie badań zmian identyfikatorów zagrożenia jest jedną z technik prognozowania.

Dla wszystkich wyodrębnionych zwiastunów kryterium bezpieczeństwa stanowi nieprzekroczenie przez ich identyfikatory wartości uznanych za dopuszczalne. Wymaga to każdorazowo przeprowadzenia odpowiedniego postępowania diagnostycznego, zgodnie z przyjętą procedurą.

Wśród wielu różnorodnych metod oceny stanu zagrożenia tąpaniami istotną rolę spełniają metody obserwacyjno-doświadczalne. Do metod podstawowych, stosowanych w sposób ciągły od wielu lat należą: metoda sejsmologii górniczej, metoda sejsmoakustyczna i metoda sondażu wiertniczego. Coraz powszechniej stosowana jest także metoda sejsmiczna. W ograniczonym zakresie stosuje się metodę geoelektryczną i grawimetryczną.

Szeroką analizę zakresu stosowania tych metod w górnictwie wraz z oceną ich użyteczności zawierają m.in. prace [100], [234], [252]. Szczególnie cenne wnioski będące wynikiem wieloletnich badań i doświadczeń praktycznych zawarto w opracowaniu [252].

Sprawę zasadniczej wagi podkreślaną w wielu opracowaniach jest efektywność stosowanych metod oraz wiarygodność uzyskiwanych prognoz.

Do podstawowych zarzutów stawianych metodom geofizycznym należą [234]:

- odnośnie do metody sejsmologii górniczej - rejestracja wstrząsów po fakcie i w związku z tym brak możliwości prognozy silnych wstrząsów i tąpnięć;
- odnośnie do metody sejsmoakustycznej - wskazania tej metody są słuszne jedynie w sytuacji zagrożenie tąpaniami pokładowymi, duża możliwość rejestracji impulsów zakłócających, brak rejonizacji impulsów;
- odnośnie do metody sejsmicznej - wskazania metody są słuszne dla statycznego układu, brak jest natomiast możliwości ciągłej rejestracji zmian naprężeń w trakcie eksploatacji i prognozowanie ich w czasie.

Mimo tych zarzutów należy stwierdzić, że skuteczność stosowania metod geofizycznych do kontroli stanu zagrożenia tąpaniami jest duża. Opierając się na wynikach obserwacji wielokrotnie wycofywano załogę z zagrożonych miejsc, wielokrotnie powodowano odprężenie górotworu w odpowiednim momencie. Niezależnie od tego duża skuteczność tych metod polega na permanentnej kontroli stanu zagrożenia w danym wyrobisku i odpowiednim dostosowywaniu do stwierdzonego stanu parametrów eksploatacji, mających wpływ na koncentrację naprężeń w górotworze [252].
Czy jednak sytuację przedstawioną można uznać za zadowalającą? Czy wykorzystane zostały wszystkie możliwości "wyprognozowania" tąpnięcia tkwiące w tych metodach i poza nimi?

W praktyce górniczej oczekuje się najczęściej prognozy pojętej jako określenie czasu i miejsca wystąpienia tąpnięcia. Wielu praktyków poddaje w wątpliwość celowość stosowania takich metod, które nie spełnieją tych warunków. Oczekiwania takie jakkolwiek w pełni usprawiedliwione nie mogę być spełnione w sensie określenia rzeczywistego miejsca i rzeczywistego czasu wystąpienia tąpnięcia. Wynika to z fizycznego charakteru zjawisk geodynamicznych zachodzących w górotworze naruszonym eksploatacją górniczą [100], [252]. O zaistnieniu tąpnięcia w sensie skutków powstałych w wyrobiskach decyduje bowiem splot wielu okoliczności mających wpływ na utratę stateczności obrysu wyrobisk i przemieszczenie się skał. Ale przecież występujące np. wstrząsy górnicze są zawsze dowodem na to, że w rejonie ich występowania podbierane skały pękają w sposób gwałtowny. Jest to równoznaczne ze stwierdzeniem, że w rejonie objętym zasięgiem wstrząsów panuje potencjalne zagrożenie tąpaniami. Jego przybliżoną miarą - identyfikatorem może być np. liczność i energia występujących wstrząsów. Śledzenie aktywności może służyć pośrednio dla oceny zmiany stanu zagrożenia tąpaniami w danym wyrobisku [252].

Uzasadnione wobec tego staje się dążenie do ustalenia ilościowych kryteriów oceny stanu zagrożenia tąpaniami w sposób pośredni, np. opierając się na analizie zmian wartości identyfikatorów aktywności sejsmicznej z uwzględnieniem losowego charakteru zjawisk.

Dążenie do uzyskania takich rezultatów to jeden z zasadniczych celów postawionych w niniejszej dysertacji.
W sensie szczegółowym chodziło o uzyskanie prognozy stanu zagrożenia tąpaniami rozumianej jako wyznaczenie przedziału na skali czasu rzeczywistego, w którym to przedziale czasu z wystarczająco dużym prawdopodobieństwem wystąpi niebezpieczne zdarzenie, np. wstrząs o wartości energii uznanej w danych warunkach za wartość potencjalnie niebezpieczną.

Oprócz założonego celu podstawowego określone zostały w niniejszej pracy cele dodatkowe warunkujące realizację celu podstawowego, a także określające inne możliwości i obszary zastosowań procedur diagnostycznych.

Jednym z celów warunkujących skuteczność modeli prognostycznych jest identyfikacja potencjalnego zbioru wstępnych oraz istotnych parametrów opisujących obiekty zagrożone tąpaniami, a także wyznaczenie relacji ilościowych i jakościowych pomiędzy zmiennymi objaśniającymi a zmiennymi objaśnianymi.

W opracowaniu [8] identyfikacja definiowana jest jako jednoznaczne ustalenie parametrów, które mają być estymowane. W przypadku badań nad problematyką tąpań bardziej słuszna jest estymacja nie tylko parametrów samych obiektów zagrożonych, ale także rozpoznanie charakterystyki procesów zachodzących w obiekcie i w jego otoczeniu. Oznacza to konieczność poznania struktury zjawisk, a więc zmiennych występujących w otoczeniu obiektu, a także interakcji, jakie między tymi zmiennymi występują. Tak rozszerzona interpretacja identyfikacji obiektu i procesów zagrożeniowych powinna się opierać na metodologii systemowej.

Mówiąc o zakresie identyfikacji należy mieć na uwadze dobór zmiennych objaśnianych i objaśniających procesy poprzedzające tąpnięcie jak i samo zdarzenie tąpnięcia. W tym znaczeniu praca niniejsza jest propozycją utworzenia pewnych zbiorów zmiennych objaśnianych i objaśniających oraz zbadania ich roli i znaczenia, jakie odgrywają w procesach zagrożeniowych. Ocenę taką można otrzymać w sposób ilościowy poprzez wykorzystanie konwencjonalnych metod statystycznych do estymacji parametrów uzyskanych w wyniku zastosowania technik pomiarowych. Jako przykład można podać zastosowanie wieloczynnikowej analizy wariancji do ustalenia istotności i charakteru związków, np. między liczbą tąpań a zmiennymi opisującymi warunki ich występienia [201], [245]. Inny przykład może stanowić wykorzystanie metod taksonomicznych do klasyfikowania obiektów zagrożonych wstrząsami eksploatacyjnymi na podstawie procedury grupowania i wartościowania zmiennych losowych wielowymiarowych.

W wielu pracach obejmujących problematykę diagnozowania stanu zagrożenia tąpaniami można napotkać postulat, mówiący o konieczności wykorzystania informacji jakościowych, opartych na bezpośrednich obserwacjach zdarzeń występujących w konkretnym wyrobisku, np. stuków, trzasków, odspojeń węgla, słabszych odprężeń. Postulat taki zawierają prace [97], [252].

Wychodząc temu postulatowi naprzeciw jako kolejny cel postawiono w niniejszym opracowaniu zbadanie użyteczności pewnych technik heurystycznych, zwłaszcza takich, które umożliwiają wykorzystanie w sposób sformalizowany matematycznie potencjał informacyjny o stanie zagrożenia wynikający z doświadczeń i intuicji zawodowej górników.

Praktycznym celem modelowania diagnostycznego jest przedstawienie procedur i algorytmów umożliwiających kierownictwu kopalni podejmowanie operatywnych i racjonalnych decyzji profilaktycznych. Cel ten może zapewnić system informacyjny o stanie zagrożenia tąpaniami w kopalni. W systemie tym procesy zbierania, aktualizacji i przetwarzania informacji są dokony-

wane przy użyciu technologii komputerowej. System teki powinien umożliwiać generowanie informacji źródłowych oraz prognozowanie zdarzeń ujętych w sformalizowane ramy scenariuszy decyzyjnych.

Przeprowadzone rozważania upoważniają do sformułowania podstawowej tezy pracy;

Warunkiem skonstruowania skutecznej prognozy stanu zagrożenia tąpaniami dla dowolnego obiektu kopalni jest:

a) przeprowadzenie systemowego postępowania diagnostycznego opartego na kompleksowej analizie ilościowej i jakościowej cech oraz parametrów diagnostycznych stanowiących identyfikatory zagrożenia, a także:

b) dobór takich modeli matematycznych, które uwzględniając stochastyczny charakter opisywanych zjawisk, umożliwią przetworzenie parametrów i cech diagnostycznych dla uzyskania ilościowych i jakościowych kryteriów oceny stanu zagrożenia.

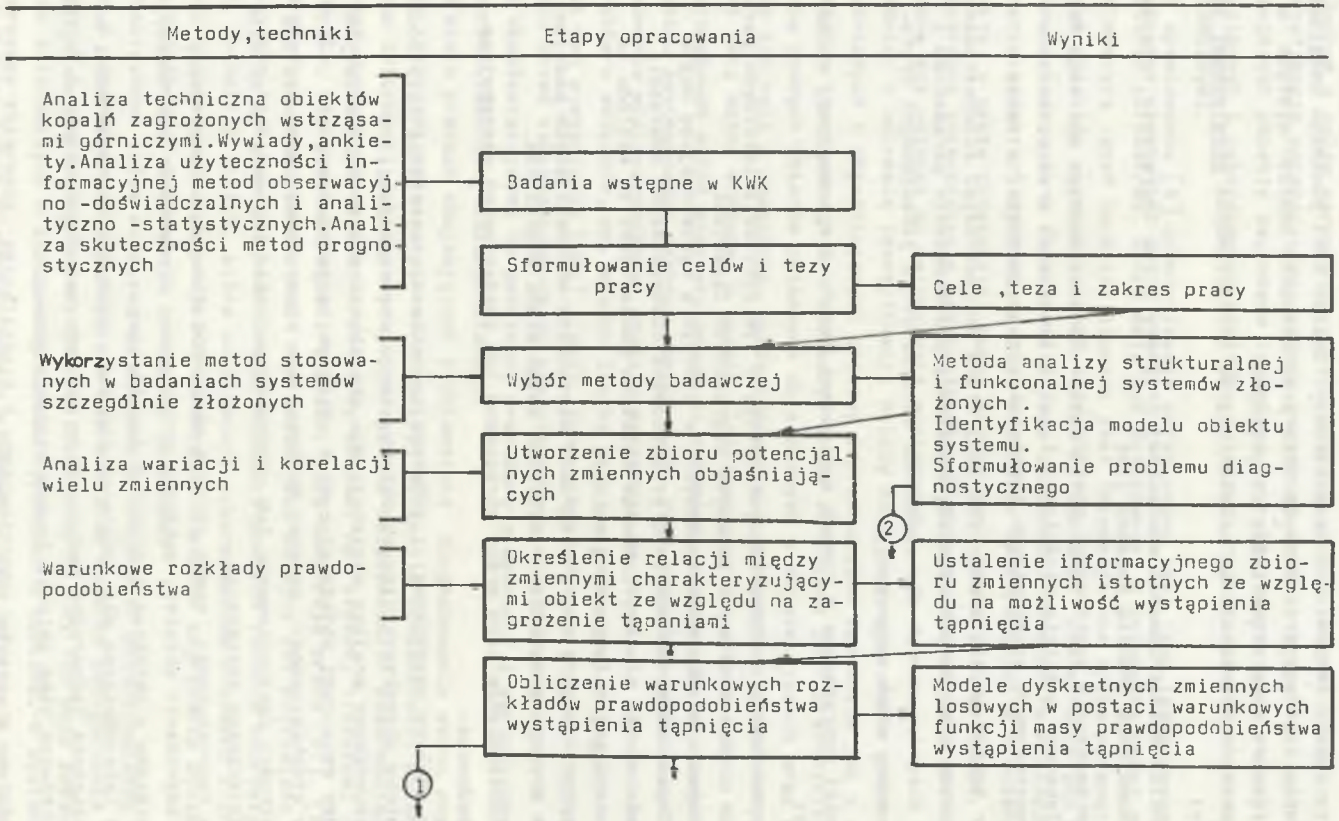
Techniki wypracowane w ramach systemowej metody diagnostycznej wystarczają do:

a) przeprowadzenia analizy statystycznej, w tym estymacji istotnych parametrów i charakterystyk obiektów zagrożonych tąpaniami,
b) wyznaczenia przedziałów czasowych, w których z wystarczająco dużym prawdopodobieństwem wystąpią prognozowane niebezpieczne zdarzenia,
c) wartościowania i klasyfikowania obiektów powierzchni ze względu na aktywność sejsmologiczną górotworu,
d) opracowania algorytmów i programów użytkowych wspomagających podejmowanie decyzji w warunkach istotnych zmian stanu zagrożenia.

Dla uzasadnienia tezy pracy opracowano lub zaadaptowano następujące metody badawcze:

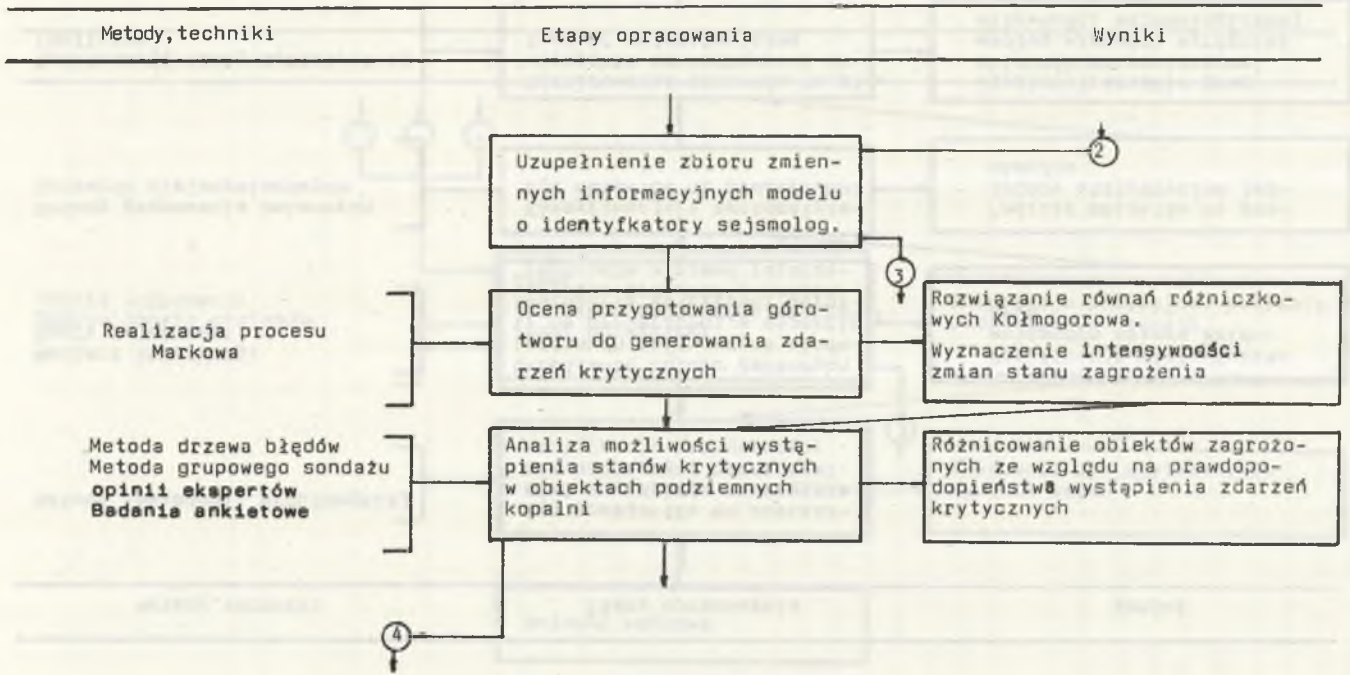
- metody analizy czynnikowej i głównego czynnika dla ustalenia istotności parametrów charakteryzujących obiekty zagrożone tąpaniami;
- wieloczynnikową analizę wariancji dla określenia zależności funkcyjnej pomiędzy zmiennymi objaśniającymi a zmiennymi objaśnianymi;
- metody stochastyczne: procesy Markowa, dla oceny stanu zdatności lub niezdatności (przygotowania lub nieprzygotowania) górotworu do zajścia niebezpiecznego zdarzenia;
- metodę haurystyczną: ocenę grupową ekspertów dla jakościowej oceny stanu zagrożenia obiektu, dokonaną przez osoby zatrudnione lub funkcyjnie związane z obiektem zagrożonym tąpnięciem;
- metodę taksonomiczną dla dokonania podziału obiektów na powierzchni na typologicznie jednorodne podzbiory ze względu na parametry sejsmologiczne traktowane jako zmienne losowe wielowymiarowe.

Za podstawę a zarazem ideę przewodnią przeprowadzonych badań posłużyła koncepcja losowego (stochastycznego) charakteru zjawisk geodynamicznych



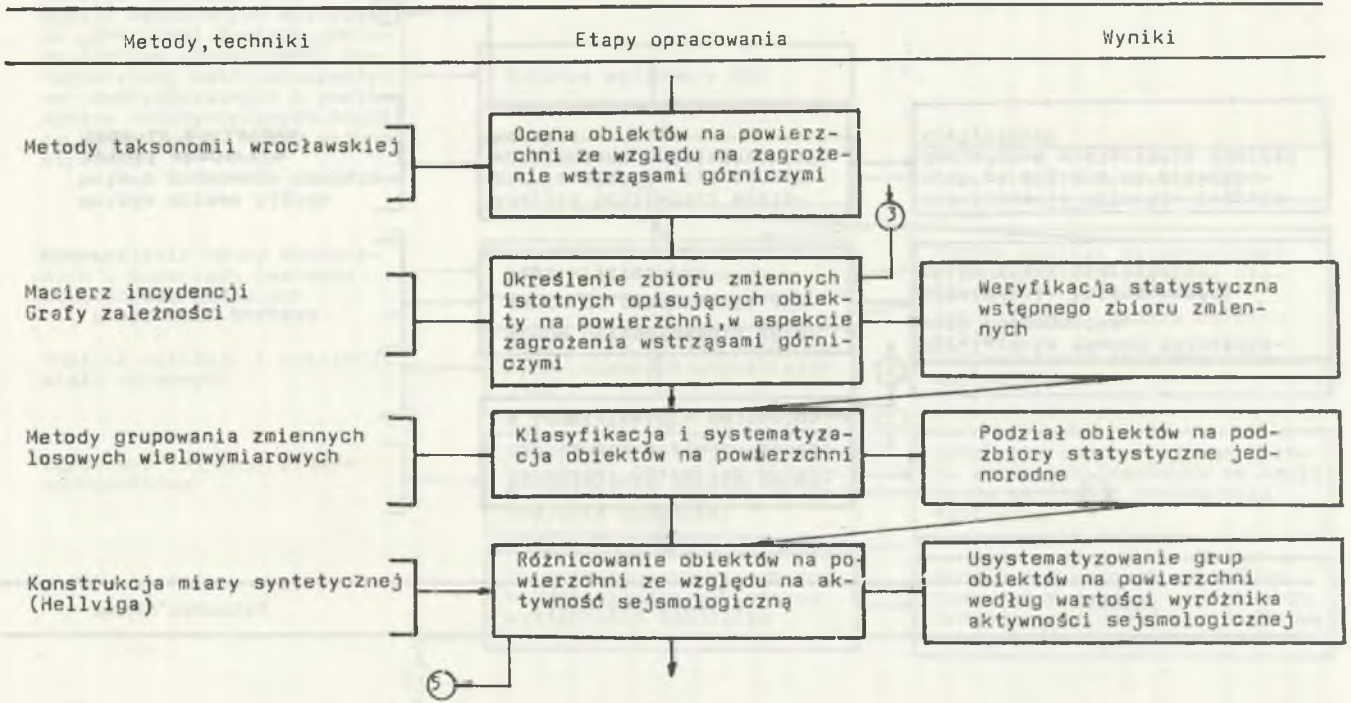
Rys. 2.1. Plan opracowania tematu pracy

Fig. 2.1. Project of the research subject elaboration



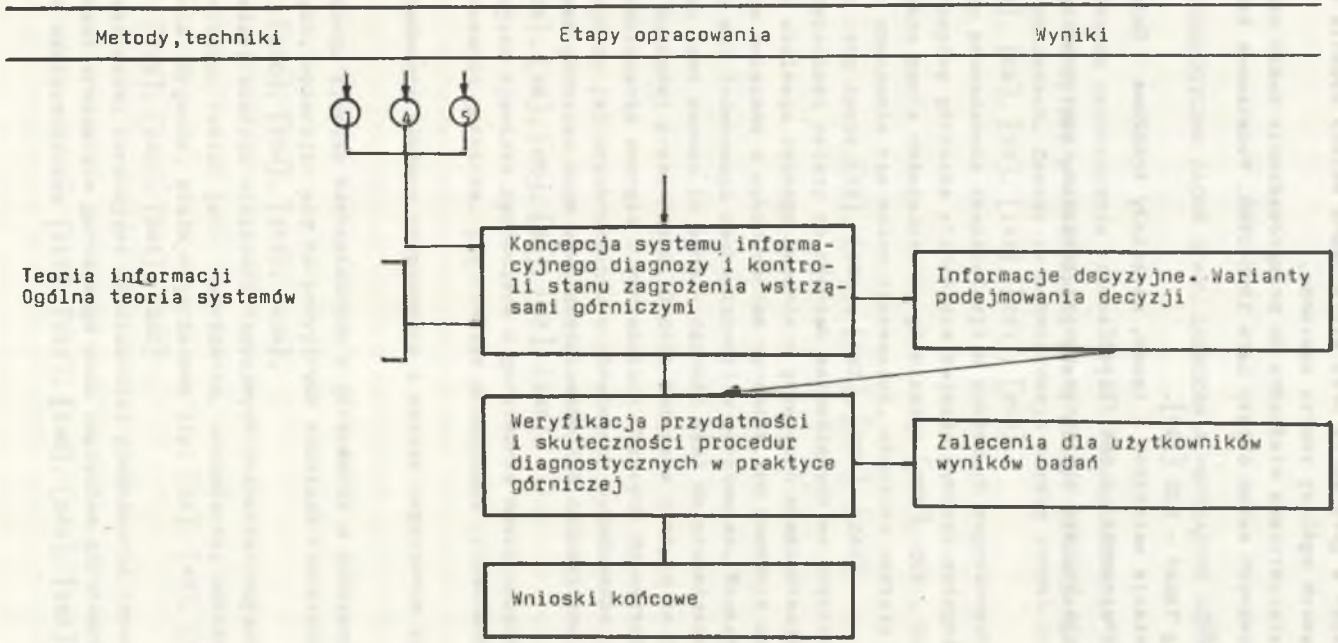
Cd. rys. 2.1. Plan opracowania tematu pracy

Cont. fig. 2.1. Project of the research subject elaboration



Cd. rys. 2.1. Plan opracowania tematu pracy

Cont. fig. 2.1. Project of the research subject elaboration



Cd. rys. 2.1. Plan opracowania tematu pracy

Cont. fig. 2.1. Project of the research subject elaboration

zachodzących w górotworze oraz wypracowane metody badania systemów złożonych w ramach ogólnej teorii systemów.

Dane statystyczne niezbędne do przeprowadzenia badań oraz weryfikacji zaproponowanych metod objęły lata 1985-1988. Podstawowe źródła danych stanowiły:

- Katalog Tąpań - GIG [197].
- Dokumentacja wstrząsów i tąpań, materiały źródłowe - Działy ds. Tąpań w KWK "Pstrowski" i KWK "Piast".

Plan opracowania tematu pracy przedstawiony został na rys. 2.1

3. PODSTAWY METODOLOGICZNE BADAŃ STANU ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI

Podstawową zasadą zapobiegania tąpaniom jest niedopuszczenie do powstania nadmiernej koncentracji naprężeń przede wszystkim poprzez prawidłową eksploatację w pokładach. Zasadę tę potwierdzają między innymi prace [14], [22], [40], [41], [55], [90], [147], [183], [258].

Główne zasady prowadzenia eksploatacji w pokładach zagrożonych tąpaniami zawierają przepisy górnicze stanowiące zwięzłą syntezę osiągnięć nauki górniczej, a także zapis doświadczenia górniczego [255], 258 . Doświadczenie to, którego znaczenia nie wolno lekceważyć, okupione zostało często wysoką ceną, bo ceną życia [78], [181], [182], [229], [247].

Zagrożenie tąpaniami należy do zjawisk zachodzących we wnętrzu podziemnego środowiska skalnego zwanego umownie w granicach eksploatacji górotworu i jest ściśle związane z wykonywaniem wyrobisk, co powoduje zaburzenie stanu równowagi sił (równowagi mechanicznej) w górotworze. Reakcja na wykonane wyrobisko jest zawsze ta sama - dążność skał do przemieszczania się w kierunku wybranej przestrzeni. Jeżeli związane jest to ze zdolnością skał do akumulowania energii o wartościach dążących do wartości krytycznej następuje po jej przekroczeniu w górotworze wyładowanie, w wyniku którego wyrobisko górnicze może ulec częściowemu lub całkowitemu zniszczeniu [13], [21], [56], [60], [62], [97], [148].

Teorie opisujące zjawiska zachodzące w górotworze muszą uwzględniać zarówno doświadczenie górnicze, jak również prawidłowe rozeznanie badawcze.

Prace naukowo-badawcze służące rozpoznaniu i ocenie zagrożenia tąpaniami obejmują:

- analizę przebiegu zjawisk mechanicznych w górotworze w otoczeniu wyrobisk górniczych, opierając się na przyjętych modelach teoretycznych górotworu [62], [100], [104], [168], [234],
- badania i pomiary szeregu wielkości fizycznych charakteryzujących stan napięcia górotworu, takich jak: naprężenia, obciążenia, odkształcenia, przemieszczenia, drgania, stałe materiałowe itp. [22], [40], [71], [56], [144], [104], [239], [240], [241], [242] ,
- badania statystyczne, korelujące okoliczności powstawania tąpań (wstrząsów) z warunkami środowiska górniczego oraz napięciem górotworu, które odpowiada tym okolicznościom [117], [118], [148], [149], [155], [169], [182].

Syntetycznemu omówieniu dotychczasowego stanu wiedzy o tąpaniach poświęcone są między innymi prace [62], [100], [179], [193]. Na szczególną uwagę zasługuje praca [62] obejmująca merytoryczną ocenę i krytyczną analizę istniejących rozwiązań naukowych. Przedstawiono w niej analizę modeli opisujących zjawisko tąpań, omówiono zarówno teorie fenomenologiczne, teorie oparte na klasycznych metodach mechaniki ośrodków ciągłych, jak również teorie traktujące tąpania jako proces utraty stateczności. Uzupełnienie, a zarazem dopełnienie stanu wiedzy o tąpaniach zawierają prace [202], [204], obejmujące opis modeli statystycznych, umożliwiających przetworzenie danych informacyjnych o zagrożeniu w dane diagnostyczne.

Jak wynika z analizy źródeł literaturowych, tąpania są szczególną formą niszczenia (uszkodzenia wyrobisk).
Zgodnie z klasycznym podziałem tąpania dzielimy na stropowe, spągowe i pokładowe w zależności od tego, w jakiej części profilu górniczego (strop, ociosy, spąg) akumulowana jest energia odkształceń sprężystych. Wstrząsom górniczym mogą towarzyszyć tąpania.
Tąpania stanowią zatem <u>podzbiór zbioru wstrząsów</u>.

Powszechne stosowanie w kopalniach GZW metod wykrywających powstawanie stref naprężeń w pokładzie spowodowało zanik występowania klasycznych tąpnięć naprężeniowych. Obserwuje się powszechnie pękanie pakietu sztywnych skał stropowych, połączone z gwałtownym przyłożeniem obciążenie załamującego się stropu na przyociosowe partie skał (strefa naprężona, za strefą spękaną), które mogą tąpnąć. Skutki wystąpią w pokładzie, mimo że jest to tąpnięcie stropowe [97]. Ze względu na opisaną dynamikę obciążenia zaproponowany został podział tąpań na naprężeniowe i udarowe [13], [97], [100], [112].

Cechą charakterystyczną wszystkich tąpań udarowych będących skutkiem pękania skał stropowych jest to, że zawsze towarzyszą one wstrząsom. Tąpania stropowe mogą także występować w związku z załamywaniem się grubych warstw piaskowcowych położonych w znacznej nawet odległości od pól eksploatacyjnych. Gruba i mocna warstwa skalna o dużej rozpiętości pękając wyzwala olbrzymię zakumulowaną wcześniej energię.
Pęknięcie skał jest zjawiskiem naruszenia ich struktury, powstałym w sytuacji, gdy narastające obciążenie przekracza wartość wytrzymałości skał. W trakcie pęknięcia ustala się nowy stan równowagi połączony z pewnym przemieszczeniem się skał w pobliżu pęknięcia. Skały wykonują wówczas ruchy oscylacyjne będące źródłem drgań sprężystych (fal sejsmicznych) rozprzestrzeniających się na znaczne odległości. Następuje wyemitowanie pewnej nieznacznej części energii odkształceń sprężystych w postaci drgań.

Z przedstawionych rozważań wynika istotny wniosek praktyczny: niezależnie od miejsca, w którym powstało wybuchowe wyzwolenie się energii sprężystej górotworu, mówiąc o tąpnięciu mamy zawsze na myśli powstające w wyrobiskach <u>skutki</u> tego wybuchu.

Analizując np. energetyczny charakter tąpań, można stwierdzić, że są one związane ze zmianą energii odkształceń sprężystych na skutki w postaci energii cieplnej, akustycznej, sejsmicznej. Aktualnie jedynym mierzalnym parametrem jest energia sejsmiczna stanowiąca cząstkę, bo zaledwie 0,01-0,001 energii całkowitej [78]. Wstrząsy towarzyszące tąpaniom w GZW posiadają rejestrowaną energię od ok. 10^5 [J] do blisko 10^{10} [J]. Skutkami występujących tąpań są przede wszystkim uszkodzenia wyrobisk, uniemożliwiające im dalsze spełnianie podstawowych funkcji. Stopień uszkodzenia zależy od stanu technicznego wyrobisk, energii i mechanizmu zjawiska sejsmicznego towarzyszącego tąpnięciu oraz odległości ogniska wstrząsu od czynnych wyrobisk górniczych. Miarami wielkości tąpnięcia są objętość lub powierzchnia zniszczonej calizny oraz powierzchnia, na której wystąpiło tąpnięcie. Nie jest nią natomiast wielkość energii sejsmicznej wstrząsu, któremu towarzyszyło tąpnięcie.

Nie każdemu wstrząsowi górniczemu towarzyszy tąpnięcie. Natomiast nie zanotowano ani jednego tąpnięcia, któremu by nie towarzyszył wstrząs [78].

Można więc przyjąć, że aktywność sejsmiczna górotworu, na którą składa się liczba i energia wstrząsów, może być w pewnym stopniu miarą zagrożenia tąpaniami [252].

Poza tąpaniami w kopalniach występują inne zjawiska dynamiczne będące skutkiem wstrząsu, a stanowiące samoistne zagrożenie. Aktualnie przy utożsamianiu wstrząsu i tąpnięcia zaliczone są one do tąpnięć.
Można tu wymienić [97]:

- gwałtowne wyciśnięcia spągu wyrobisk, poprzedzające tąpnięcie ociosów,
- spękanie i gwałtowne odspojenie na skutek odprężenia (wstrząsu) brył skalnych ze stropu lub ociosów oraz ich grawitacyjne przemieszczenie do wyrobiska wraz z uszkodzeniem obudowy,
- występienie w strefie hipocentralnej wstrząsu dużych wartości przyspieszeń drgań, mogących spowodować nagłe przemieszczenie ludzi, sprzętu i skał, prowadzące do wypadku.

Zarówno wstrząsy, jak i tąpania są wynikiem pękania skał, których równowaga grawitacyjna została naruszona przez eksploatację górniczą. Każde dynamiczne pęknięcie skał inicjuje słabszy lub silniejszy wstrząs górotworu, ale tylko niektóre z nich powodują tąpania.
O zaistnieniu tąpnięcia, w zrozumieniu przedstawionych definicji, decyduje splot dodatkowych okoliczności, mających wpływ na utratę stateczności górotworu w przyociosowych strefach wyrobisk.
Stan zagrożenia obiektów podziemnych (wyrobisk górniczych wraz z otoczeniem skalnym) można ocenić metodami geofizycznymi. Jedną z tych metod jest metoda sejsmologiczna obejmująca rutynowe badania skał w otoczeniu obiektów zagrożonych tąpaniami. Ma ona charakter informacyjno-statystyczny, tzn. dostarcza informacji o tym, gdzie i kiedy nastąpiły wstrząsy i

jaka była ich wartość energii [100], [234]. Mimo wciąż jeszcze niewystarczającej dokładności dostarcza ona informacji o procesach zachodzących w górotworze pod wpływem eksploatacji, a zwłaszcza o pęknięciach skał występujących zarówno w starych zrobach, jak i nad frontem lub calizną. Wywołane tymi pęknięciami fale sejsmiczne (drgania sprężyste) przemieszczają się poprzez górotwór na znaczne odległości. Zapisy tych drgań na poszczególnych stanowiskach sejsmografów zawierają ogromną liczbę informacji zarówno o samym pęknięciu, jak i górotworze.

Pęknięcia skał mogą generować fale uderzeniowe związane z charakterem odkształceń w pękających skałach. Model teoretyczny tego zjawiska i warunki generacji fali uderzeniowej przedstawiono w publikacji [146]. Implikacją praktyczną tej teorii jest możliwość występowania wielokrotnych pęknięć i wstrząsów spowodowanych generowaniem fali uderzeniowej od pierwszego pęknięcia.

Rozpatrując przebieg procesu narastania obciążeń prowadzących do przerwania ciągłości warstw skał stropowych korzysta się często z modelu kruchego pękania skał omówionego szeroko między innymi w publikacjach [57], [79], [96], [155]. Przebieg pękania skał opisany w tym modelu znalazł potwierdzenie w badaniach obciążenia stropu do pierwszego pęknięcia metodą sejsmologiczną [155].

Analizując proces narastania obciążeń na podstawie tego modelu, można ocenić, w jakiej fazie niszczenia znajdują się badane skały. W metodzie prognostycznej przedstawionej w rozdz. 5 niniejszej pracy dotyczy to właściwego określenia fazy odkształceń sprężystych lub trwałych, tj. momentu czasowego, nieprzygotowania górotworu do niszczenia, a konkretnie wyznaczenie czasu $t = t_o$. Po wystąpieniu dużego pęknięcia (lub kilku pęknięć), czyli przejścia z fazy niszczenia struktury skały w fazę poniszczeniową następuje ponowne przejście do fazy odkształceń trwałych, która może przejść znowu w fazę niszczenia struktury skały. Świadczy o tym obserwowany często charakter aktywności sejsmicznej występującej w miarę rozwoju eksploatacji w caliźnie. Pierwsze duże i mocne pęknięcia sygnalizowane silnymi i bardzo silnymi wstrząsami są poprzedzone wzrostem aktywności słabszych wstrząsów.

Uzyskiwanie informacji o stanie górotworu na podstawie metody sejsmicznej jest związane z określeniem rzeczywistych średnich wartości prędkości rozprzestrzeniania się fali P i S. Zmiany wartości V_p i V_s mają określony sens fizyczny, a z ich stosunku można określić wartości dynamicznych parametrów sprężystych, jak moduł Younga i liczbę Poissona ν, a także wartość współczynnika "a", który jest w pewnym sensie miarą wartości ν [53], [76].

Zmiany tych parametrów charakteryzują stan górotworu.

Zależność między liczbą wstrząsów N a ich wielkością (energia E), zwana zależnością powtarzalności, przedstawia równanie:

$$\lg N_{(E)} = a - bE \qquad (3.1)$$

Wartość współczynnika b mówi o proporcji dużych zjawisk do małych. Niskie wartości współczynnika b charakteryzują górotwór, w którym liczba występujących silnych wstrząsów w stosunku do słabych jest większa niż w przypadku, gdy wartości współczynnika b będą wysokie [69].
W górotworze górnośląskich kopalń wartość parametru b waha się od 0,8 do 1,5 [69], [155].

Na bazie częstotliwości występowania wstrząsów w poszczególnych przedziałach energii n_w oraz tąpań n_t ustalono zależność między tymi wielkościami [112].
Zależność ta opisana jest równaniem:

$$\frac{n_t}{n_w} = \frac{E}{aE + b} + c \ , \qquad (3.2)$$

gdzie:

n_t - liczba tąpań występujących rocznie w poszczególnych rzędach energii wstrząsu,
n_w - liczba wstrząsów w poszczególnych rzędach energii, w roku,
E - energia wstrząsu [J],
a,b,c - parametry równania.

Równanie (3.2) ma ostateczną postać:

$$\log \frac{n_t}{n_w} = \frac{\log E}{0{,}0842 - 0{,}0619 \log E} + 18{,}5313 \qquad (3.3)$$

Zależność (3.3) stanowi ilościową miarę stanu zagrożenia tąpaniami, bazującą na aktywności sejsmicznej górotworu GZW [112]. Umożliwia on po pewnych przekształceniach obliczenie prawdopodobnej liczby tąpań w danej kopalni (wskaźnik n_t).

Metody geofizyczne w zależności od przyjętych kryteriów dają dobry obraz stanu górotworu w otoczeniu obiektów podziemnych i umożliwiają ocenę rejonów zagrożonych.

Należy jednak wyraźnie stwierdzić, że jak dotąd nie ma wystarczających podstaw, aby w pełni identyfikować przebieg informacji geofizycznych z informacją o zagrożeniu tąpaniami. Istnieje niewątpliwy związek między tymi pojęciami, ale nie wszystkie przecież czynniki mające wpływ na przebieg niebezpiecznych zjawisk w górotworze odzwierciedlają się w pomiarach geofizycznych. Z drugiej strony na rejestrowane wyniki geofizyczne mają wpływ różne czynniki, także i takie, które nie są związane z pojęciem stanu zagrożenia tąpaniami.

Płaszczyznę odniesienia i konieczny element integrujący powinny w tej sytuacji stanowić informacje o stanie górotworu pozyskane z badań teoretycznych i doświadczenia praktycznego.

4. ZASTOSOWANIE PODEJŚCIA SYSTEMOWEGO DO IDENTYFIKACJI I BADANIA OBIEKTÓW ZAGROŻONYCH WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI

W rozważaniach obejmujących problematykę zagrożenia wstrząsami górniczymi wykorzystane zostało ujęcie systemowe. Zastosowanie podejścia systemowego jest korzystne, ponieważ umożliwia celowe ukierunkowanie i relacyjne zintegrowanie zróżnicowanych często obszarów dotychczasowej wiedzy o procesach i zjawiskach zagrożeniowych.

Ujęcie systemowe obejmuje: podejście podmiotowe, traktujące obiekt górniczy jako system abstrakcyjny, podejście przedmiotowe, traktujące obiekt jako system empiryczny oraz podejście pragmatyczne obejmujące zastosowanie metod systemowych do rozwiązywania konkretnych zadań praktycznych.

Ujęcie systemowe upoważnia do stwierdzenia, że kopalnie należy rozpatrywać jako systemy szczególnie złożone, tj. systemy składające się z podsystemów elementów i relacji występujących pomiędzy tymi podsystemami i elementami [238].

O ile identyfikacja części składowych kopalni węgla rozpatrywanej jako system nie nastręcza specjalnych trudności, to uchwycenie wszystkich relacji pomiędzy elementami i podsystemami w systemach złożonych jest praktycznie niewykonalne.

Wynika to między innymi z następujących powodów:

- dużej złożoności, różnorodności i znacznej liczby elementów składowych systemu kopalni,
- charakteru relacji wewnętrzsystemowych, od prostych oddziaływań do wzajemnie skomplikowanych powiązań i uwarunkowań,
- losowego charakteru czynników wystepujących w systemie kopalni węgla i w najbliższym otoczeniu zewnętrznym.

Zjawiska zachodzące w kopalniach węgla kamiennego, w jego podsystemie górniczo-geologicznym, a w szczególności zagrożenie tąpaniami wskazują, że skutki nieprawidłowego funkcjonowania systemu kopalni nie uzewnętrzniają się natychmiast. Wyróżnia to kopalnie węgla kamiennego od systemów prostych, w których przyczyny nieprawidłowego funkcjonowania można stosunkowo łatwo ustalić. Przeniesienie doświadczeń w sterowaniu systemami prostymi lub złożonymi do sfery systemów szczególnie złożonych w odniesieniu do zjawisk takich jak wstrząsy (tąpania) nie przynosi spodziewanych efektów, a wręcz może prowadzić do błędów o nieodwracalnych konsekwencjach.

Przyczyny i skutki zjawisk określonych jako wstrząsy w systemach szczególnie złożonych nie zawsze są bezpośrednio obserwowalne zarówno w czasie, jak i w przestrzeni. Jest to wynikiem silnej współzależności zmiennych opisujących system kopalni. Pogląd, że nawet w przypadku posiadania pełniejszych informacji i danych o zmiennych systemu pozwoli wyjaśnić zachowanie się systemu szczególnie złożonego w odniesieniu do zagrożeń wstrząsami, nie umożliwia rozpoznania systemu. Związane jest to z dokładnością identyfikacji cech opisujących zjawisko wstrząsów od łatwo i jednoznacznie rozpoznawalnych do słabo określonych oraz bardzo trudnych do zidentyfikowania. Takie trudności w pomiarze parametrów opisujących zjawisko wstrząsów oraz losowy sposób ich przejawiania się są przyczyną uniemożliwiającą przedstawienie wyczerpującej listy cech. Stąd jako jedną z alternatyw można przyjąć probabilistyczną "miarę" zagrożenia wstrząsami wyrobisk górniczych oraz obiektów na powierzchni.

Złożony system techniczny kopalni składa się z podsystemów rozmieszczonych na różnych poziomach hierarchicznych, powiązanych ze sobą funkcjonalnie i podporządkowanych realizacji nadrzędnego zadania,jakim jest wydobycie kopaliny. Elementy podsystemu technicznego kopalni posiadają charakterystyczne dla nich cechy pozwalające im na realizowanie różnych i różnorodnych funkcji, wynikających z ich miejsca i roli w systemie, w konkretnych warunkach eksploatacyjnych [189], [238].

W trakcie analizy stosowanych systemów technicznych dokonujemy ich podziału na podsystemy, które nazywamy podsystemami pierwszego poziomu dekompozycji lub elementami składowymi systemu. Podsystemy pierwszego poziomu dekompozycji można zdekomponować na podsystemy drugiego poziomu itd. [11]. Proces podziału złożonego systemu na podsystemy realizujemy tylokrotnie, aż otrzymamy podsystemy, dla których dalszy podział uznamy za zbędny z punktu widzenia celu analizy. Podział systemu na podsystemy może być przeprowadzony w sposób w dużym stopniu umowny. Ważne jest jednak, by podsystemy niższego poziomu dekompozycji, współdziałając ze sobą, wypełniały wszystkie funkcje podsystemów rozmieszczonych na najbliższym wyższym poziomie [18], [19].

W systemie socjotechnicznym kopalni na pierwszym poziomie dekompozycji można wyróżnić następujące podsystemy: podsystem socjologiczny i podsystem technologiczny.

Podsystem socjologiczny jest systemem dynamicznym o odpowiedniej strukturze hierarchicznej, złożonym z ludzi (decydentów i wykonawców różnych szczebli), między którymi zachodzą różne związki formalne i nieformalne. Podsystem ten generuje działania decydentów i wykonawców celem realizacji zadania jako całości [162]. Na działania decydentów dowolnego poziomu w sposób jawny oddziałują decydenci z wyższych poziomów, a najczęściej decydent z najwyższego poziomu. Efektywność działania systemu jako całości zależy od efektywności działania i spełnienie zadań przez jego decydentów usytuowanych na niższych poziomach hierarchicznych.

Sygnały (informacje) przesyłane "z góry w dół" konkretyzują zadania dla decydentów niższych szczebli, a sygnały przesyłane "z dołu do góry" informują o stanie podsystemu na danym poziomie [11].

Sposób współdziałania decydenta z podsystemem technicznym zależy od jego umiejscowienia w strukturze hierarchicznej. Z tego też względu sposób przekazywania dyspozycji tak do decydentów niższych szczebli, jak i do systemów technicznych może być w znaczny sposób zróżnicowany. Zależy to od doświadczenia decydenta danego poziomu hierarchicznego, jego kwalifikacji i zmiennego w czasie stanu psychofizycznego zachodzącego w wyniku oddziaływania różnorodnych czynników wymuszających. Szczególnie dotyczy to inżynierów ds. tąpań, którzy są zobowiązani do stałego obserwowania danych o zagrożeniu tąpaniami i przetwarzania informacji napływających z zewnątrz od podsystemu obiektów.

System techniczny kopalni jest również systemem dynamicznym, celowościowym, o odpowiedniej strukturze. Stan tego systemu wyznacza zbiór wartości wyodrębnionych cech.

Relacje zachodzące pomiędzy odpowiednimi cechami wewnętrz podsystemów oraz relacje zachodzące między cechami różnych systemów opisują zmienne tzw. parametry struktury, służące do ujęcia stosunków zachodzących między elementami w sposób ilościowy.

Zmiana stanu cechy opisującej podsystem, na skutek zmian wartości parametrów geometrycznych lub fizycznych, powoduje zmianę wartości parametrów struktury między podsystemami będącymi w ustalonej relacji. Przy tym z reguły zmiana wartości jednych parametrów struktury powoduje zmiany wartości innych parametrów struktury.

Należy jednak uwzględnić fakt, że nie każda zmiana wartości parametru opisującego cechę elementu oraz zmiana stanu nie każdego elementu powoduje zmianę wartości parametrów struktury w stopniu uniemożliwiającym realizację celu przez system. Istnieję bowiem w systemie takie elementy, których zmiana wartości cech poza dopuszczalne granice nie zmienia w sposób zauważalny wartości parametrów struktury, mających wpływ na możliwości realizacji celu przez system.

Z drugiej jednak strony jest faktem, że w górniczym systemie technicznym występuje taki podzbiór elementów o stosunkowo niewielkiej liczności w porównaniu z licznością elementów systemu, których stan w istotny sposób decyduje o bezpieczeństwie systemu technicznego.

Wykorzystując zasady teorii zdarzeń, przyjmujemy, że stan psychofizyczny człowieka oraz stan systemu technicznego w danej chwili t, $t \in [t_o, t_k]$, są zdarzeniami statycznymi stanowiącymi okoliczności zajścia nowego zdarzenia (zmiany stanu). Natomiast każde zmiany oddziaływania czynników wymuszających zarówno na człowieka, jak i system techniczny, jako zdarzenia dynamiczne, są przyczynami zajścia nowego zdarzenia.

Warunkiem wystarczającym zajścia zdarzenia niebezpiecznego jest jednoczesne zaistnienie odpowiednich okoliczności tzw. stanów systemu technicznego

(a także odpowiednich stanów psychofizycznych człowieka należących do stanów zagrożenia) oraz zajścia odpowiednich zdarzeń dynamicznych, będących przyczynami zajścia zdarzenia niebezpiecznego [53], [54].

W praktyce często występują przypadki, że po osiągnięciu przez system techniczny stanu zagrożenia decydent - operator poprzez odpowiednie sterowanie zapobiega w określonym zakresie zajściu zdarzenia zagrożeniowego. W przypadku zagrożeń naturalnych sytuacje skutecznego sterowania są niesłychanie trudno osiągalne.

Wynika to stąd, że decydent nie ma pewności co do wystąpienia takiego lub innego zdarzenia, które będzie miało zasadniczy wpływ na zajście zdarzenia niebezpiecznego. Podejmując decyzję dotyczącą dalszej realizacji celu przez system decydent nie może określić, jaki na pewno będzie stan systemu lub otoczenia w trakcie lub po zrealizowaniu tego celu; może jedynie przyjąć pewne prawdopodobieństwo wystąpienia każdego z możliwych stanów. Oznacza to, że decydent podejmuje ryzyko, na jakie naraża się przy podjęciu tej, czy innej decyzji.

Analiza decyzji powiązanych z powstawaniem zdarzeń niebezpiecznych wskazuje, że są one często podejmowane nieracjonalnie, mimo posiadania prawidłowych informacji [237].

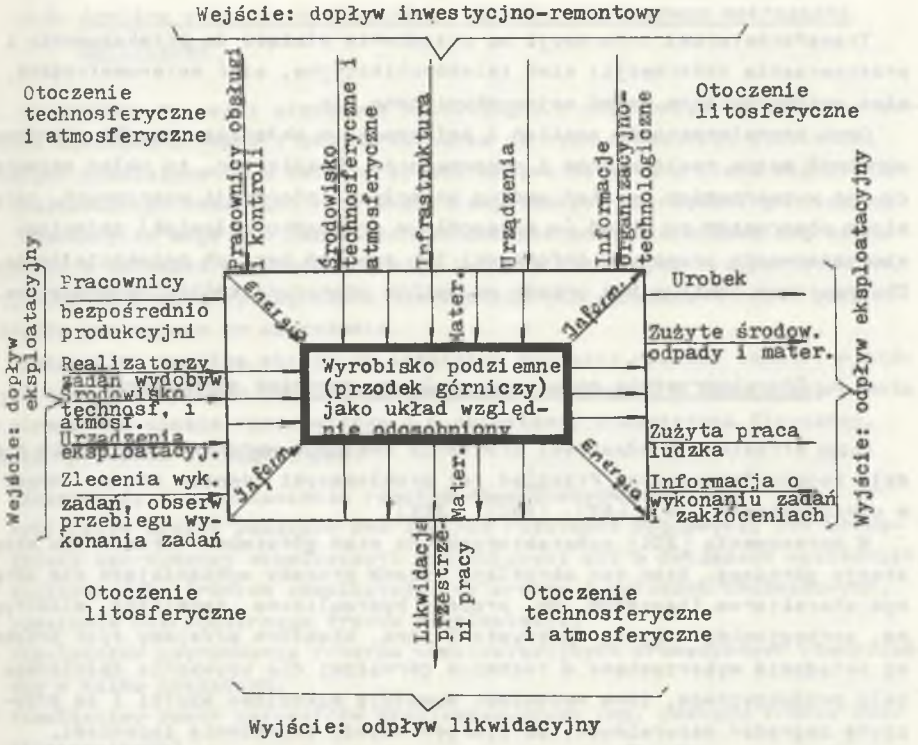
Dzieje się to głównie dlatego, że decydenci przyjmują kryterium bezpieczeństwa w sposób subiektywny, nie uwzględniając w należytym stopniu prawdopodobieństwa wystąpienia zdarzenia niebezpiecznego. Dotyczy to szczególnie takich zdarzeń, gdy decydent zdaje sobie sprawę z sytuacji zagrożeniowej, ale nie wie, kiedy i na skutek jakiego inicjału zostanie wywołany stan dynamiczny zagrożenia będący przyczyną zajścia zdarzenia niebezpiecznego. W takiej sytuacji występuje świadomość zagrożenie przy jednoczesnym niedostatku informacji.

Jednym z zasadniczych celów niniejszej dysertacji jest dążenie do ograniczenia niepewności informacyjnej decydentów, co ma miejsce w przypadku wystąpienia symptomów zdarzeń niebezpiecznych a w szczególności zdarzeń poprzedzających tąpnięcie.

4.1. Wyrobiska górnicze jako układy względnie odosobnione

Wyrobiska podziemne, a w szczególności przodki szerokie i wąskie (wyrobiska ścianowe, przodki chodnikowe itp.) można zaliczyć do klasy układów względnie odosobnionych [48], [57]. Układ względnie odosobniony to układ powiązany z otoczeniem za pomocą wejść i wyjść, przy czym w najprostszym przypadku układ taki musi mieć co najmniej jedno wejście z zewnątrz i co najmniej jedno wyjście na zewnątrz do otoczenia.

Układy względnie odosobnione współdziałają z otoczeniem na zasadzie wymiany materii, energii i informacji. Wymiana ta ma postać zasileń material-



Rys. 4.1. Transformacja zasileń i informacji w wyrobiskach górniczych potraktowanych jako układy względnie odosobnione

Fig. 4.1. Transformation of supply and information in mining excavations treated as relatively isolated systems

no-energetycznych oraz powiązań informacyjnych skierowanych albo z otoczenia do wyrobiska, albo z wyrobiska do otoczenia.

Na wejściach (wyjściach) do wyrobisk traktowanych jako układ działają bodźce materialne, bodźce energetyczne oraz bodźce informacyjna. Bodźce materialno-energetyczne tworzą wejścia (wyjścia) zasileniowe, natomiast bodźce informacyjne tworzą wejście (wyjście) informacyjne.

Przykład transformacji zasileń i informacji w przodku górniczym przedstawiono na rys. 4.1.

W układzie przodka górniczego transformowaniu podlegają zasilenia i informacje, przy czym do transformowania zasileń potrzebna jest informacja, a do transformowania informacji potrzebna jest energia.

Transformatorami zasileń są urządzenia do przetwarzania energii, np. silniki maszyn ładujących, urządzeń odstawy, sprężarki itp. oraz urządzenia do urabiania materii skalnej: kombajny, strugi itp.

Transformatorami informacji są urządzenia służące do przekazywania i przetwarzania informacji: sieć telekomunikacyjna, sieć metanometryczna, sieć sejsmologiczna, sieć sejsmoakustyczna itp.

Obok transformatorów zasileń i informacji w układzie przodka górniczego wyróżnić można realizatorów i obserwatorów. Realizator, to układ zajmujący się wytwarzaniem zasileń według przepływu informacji wzorcowych, natomiast obserwator to układ (w szczególnym przypadku człowiek) zajmujący się obserwacją przepływu informacji lub zasileń bez ich przekształcenia. Obserwatorem powinna być przede wszystkim aparatura kontrolno-pomiarowa.

4.2. Charakterystyka otoczenia skalnego wyrobisk górniczych

Opisy struktury i własności otoczenia skalnego wyrobisk górniczych posiadają bogatą literaturę. Przegląd tej problematyki zawarto między innymi w opracowaniach [34], [62], [190], [201].

W opracowaniu [201] scharakteryzowano stan górotworu naruszonego eksploatacją górniczą. Stan ten określają liczne procesy wyróżniające się odrębnym charakterem fizycznym, np. procesy hydrauliczne, termiczne, elektryczne, sorbcyjno-dyfuzyjne, sprężyste i inne. Niektóre przejawy tych procesów są świadomie wykorzystane w technice górniczej dla uzyskania założonego celu produkcyjnego, inne natomiast wywołują szkodliwe skutki i są przyczyną zagrożeń naturalnych, do których należy zagrożenie tąpaniami.

W opracowaniu [190] omówiono fizyczną strukturę górotworu, w której wyróżnia się elementy strukturalne o różnych skalach rozmiarów oraz cechy strukturalne (ciągłość, jednorodność, izotropia). Przedstawiono także klasyfikację skał oraz scharakteryzowano ich własności: mechaniczne, hydrauliczne, dyfuzyjno-sorbcyjne, elektryczne, magnetyczne oraz termiczne. Uwzględniono różne oddziaływania fizyczne w górotworze, z charakterystyką bilansu przepływu różnych wielkości ekstensywnych (masy, energii, pędu).

W pracy [201] omówiono ponadto kształtowanie się naprężeń i przemieszczeń górotworu wokół różnego rodzaju i przeznaczenia wyrobisk górniczych, a w szczególności kształtowanie się pierwotnego stanu równowagi (naprężenia i odkształcenia), stanu naprężenia i odkształcenia górotworu wokół wyrobisk udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych, zagadnienia superpozycji naprężeń w związku z oddziaływaniem wyrobisk na siebie.

Ponadto przedstawiono analizę wstrząsów i tąpań w górotworze oraz podano przyczyny ich powstawania.

4.3. Analiza systemu rzeczywistego obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi

Ze względu na cel i stosowaną metodologię w niniejszym opracowaniu skupiono szczególną uwagę i zainteresowanie na tych elementach otoczenia, których oddziaływanie w istotny sposób wpływa na zmiany stanu zagrożenia w analizowanych obiektach - obiektach zagrożonych wstrząsami górniczymi.

Elementy te mogą być bezpośrednimi lub pośrednimi źródłami zagrożeń. Zgodnie z zasadami systemowości mogą być one rozpatrywane alternatywnie, tj. bądź jako obiekty zagrożone niebezpiecznymi zjawiskami, bądź jako obiekty generujące te zagrożenia.

Szczególną analizą objęte są konkretne sytuacje ruchowe kopalń, w których elementy systemu technologicznego mogą przebywać w stanie zagrożenia w określonym czasie rzeczywistym i w określonej przestrzeni fizycznej. Są to np. takie sytuacje, jak:

- zaniechanie i pozostawienie resztek niewybranych pokładów,
- wybieranie części pokładów pod lub nad resztkami węglowymi, lub krawędziami zatrzymanej eksploatacji znajdującymi się w pokładach sąsiednich,
- zbliżenie się frontem eksploatacji do zrobów i wyrobisk chodnikowych,
- powstanie nieregularnego frontu eksploatacji,
- niewłaściwe usytuowanie frontów eksploatacyjnych prowadzonych równocześnie w kilku pokładach,
- niewłaściwy dobór parametrów eksploatacyjnych (np. postępu frontu eksploatacyjnego),
- występienie niepełnego i nieregularnego zawału stropu lub nieszczelnej, lub opóźnionej podsadzki,
- osłabienie calizny węglowej przez jej nadmierne rozcięcie.

Ogólnie można stwierdzić, że wymienione przykładowo sytuacje ruchowe kopalń są utworzone przez obiekty (elementy) górnicze, obiekty (elementy) naturalne, ich własności oraz relacje zachodzące między tymi obiektami (elementami) i między ich własnościami.

Oczywistość tego stwierdzenia upoważnia nas do postawienia tezy, że mamy tu do czynienia z obiektami systemu górniczego (systemu eksploatacyjnego).

Własnościami systemu są cechy poszczególnych obiektów eksploatacyjnych i obiektów skalnych, relacjami zaś stosunki oddziaływania wiążące poszczególne części z całością.

Dzięki stosunkom oddziaływania (relacjom) całość systemu górniczego (eksploatacyjnego) ma właściwości, których mogą nie wykazywać poszczególne jej części (np. warstwy skalne, uskoki).

System eksploatacyjny jest systemem realnym, rzeczywistym, ponieważ może być uporządkowany według elementów fizycznych składających się na jego całość.

W rozważaniach będziemy ściśle nawiązywać do struktury rzeczywistej systemu podziemnych obiektów górniczych.

Wyodrębnienie systemu pociąga za sobą konieczność określenia zewnętrznych i wewnętrznych warunków jego funkcjonowania. Ponieważ system eksploatacyjny należy do systemów złożonych (wielkich), w jego strukturze wewnętrznej występują bardzo liczne związki o różnym stopniu nieokreśloności i złożoności [11], [106], [201]. W dalszych rozważaniach dokonano identyfikacji i badania modelu tego systemu wyodrębnionego i uporządkowanego według funkcji pełnionych względem właściwości charakteryzujących całość [153]. Tą kryterialną właściwością jest bezpieczeństwo obiektu rozumiane jako bezpieczeństwo techniczne (niezawodność) i bezpieczeństwo zatrudnionych w nim ludzi realizowane ze względu na zagrożenie tąpaniami [126].

Istotny jest bowiem cel wyodrębnienia systemu, a nie jego materialna powłoka. Dlatego wyodrębniony według kryterium celu system nazwano: systemem bezpieczeństwa obiektu (SBT) i zdefiniowano go ogólnie jako celowo dobrany zbiór zmiennych i ich relacji.

Zmienna jako element systemu nie musi być rzeczywistym obiektem lub jakąś jego częścią. Jest ona traktowana tutaj jako pojedyncza cecha lub zbiór cech i właściwości obiektów rozpatrywanych w ramach systemu [74], [167].

Przodek górniczy może być scharakteryzowany za pomocą pewnych liczbowych właściwości: wielkości produkcji, liczby zatrudnionych, wielkości geometrycznych, ilości i rodzaju maszyn, stopnia uciążliwości pracy, ilości i jakości zagrożeń. Oczywiste jest, że inne elementy będą interesowały technologa, inne ekonomistę, inne inspektora bhp. Każdy z nich inaczej patrzy na obiekt i u każdego powstanie inny system koncepcyjny. Tak więc ten sam obiekt może być zaliczony do różnych systemów.

Przodek górniczy może składać się z elementów i ich właściwości. Również i otoczenie naturalne można traktować jako zbiór elementów i ich właściwości, które nie są częściami systemu, ale wpływają na jego zachowanie się.

Przyjęto uproszczenie, że w otoczeniu dominują tylko jednokierunkowe zależności, tj. zachowanie się elementów systemu zależy głównie od zachowania się elementów otoczenia.

O zakwalifikowaniu danego elementu do systemu lub do otoczenia nie decyduje bowiem tak wyraźnie stopień powiązań, ale sam przedmiot badania, a więc konkretny obiekt.

W omawianym przypadku do otoczenia naturalnego zaliczyć można wszystkie elementy strukturalne masywu skalnego oraz występujące w nim elementy eksploatacyjne, uwzględniając warunek, że stwierdzone są relacje oddziaływania zmiennych tych elementów na system badanego obiektu zgodnie z przyjętym kryterium celu.

Uwzględniono w tym miejscu cechę relatywizmu systemowego. Zgodnie z tą zasadą elementy otoczenia mogą mieć cechy systemowe (być systemami).

W rzeczywistości system aktualnie badanego obiektu może również oddziaływać na elementy otoczenia. O wyborze obiektu i wstępnym ustaleniu jego własności systemowych będą decydowały: konkretna sytuacja górnicza oraz obserwator systemu.

4.4. Identyfikacja systemu bezpieczeństwa obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi

System bezpieczeństwa to wyróżniona w sposób celowy charakterystyka funkcjonalna jedności pewnych cech systemu działania (ludzkiego), jego wewnętrznej i zewnętrznej określoności, jego różnicy, a także podobieństwa z innymi w ten sposób wyróżnionymi systemami.

Tak więc pojęcie systemu bezpieczeństwa jest nierozłącznie związane z pojęciem systemu działania (człowiek - obiekt działania); w szczególności system człowiek - obiekt techniczny.

Utrata bezpieczności (jakości bezpieczeństwa) systemu działania znaczy utratę życia lub zdrowia człowieka, zniszczenie lub uszkodzenie systemu, lub jedno i drugie.

Zmniejszanie (pogarszanie się) bezpieczności systemu działania nazywamy zagrożeniem bezpieczeństwa systemu, a zbiór charakterystycznych momentów czasowych, w których badamy system działania ze względu na jego bezpieczność, nazwiemy stanem zagrożenia bezpieczeństwa tego systemu.
Sekwencja następujących po sobie stanów przedstawia zachowanie systemu.

Zgodnie z zasadami analizy systemowej przyjęto, że: system bezpieczeństwa obiektu zagrożonego wstrząsem jest zbiorem wyodrębnionych cech elementów tego obiektu oraz działań ludzkich powiązanych i współdziałających ze sobą przez sprzężenia i relacje w celu niedopuszczenia do wystąpienia tąpnięcia.

Głównymi elementami obiektu zagrożonego wstrząsem są: elementy struktury skalnej, elementy techniczne i technologiczne oraz załoga górnicza.

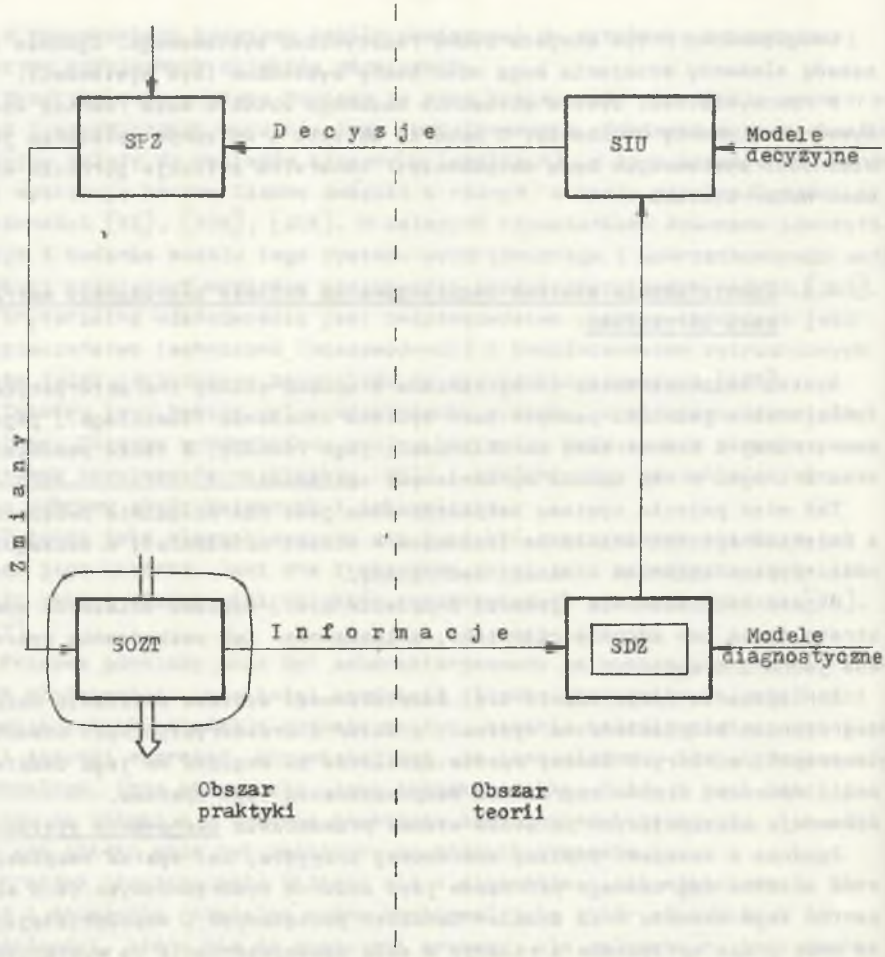
System bezpieczeństwa jest systemem zabezpieczającym system rzeczywisty obiektu podziemnego (SOZT) przed możliwością wystąpienia tąpnięcia.

System ten zawiera:

- podsystem diagnozy zagrożenia (SDZ),
- podsystem informacyjny użytkownika wyników ocen (SIU),
- podsystem działań profilaktyczno-zabezpieczających (SPZ),

realizujących celowe zmiany w SOZT.
Zależności między podsystemami przedstawia rys. 4.2.

System bezpieczeństwa jest więc systemem działania ze ściśle sprecyzowaną funkcją celu.

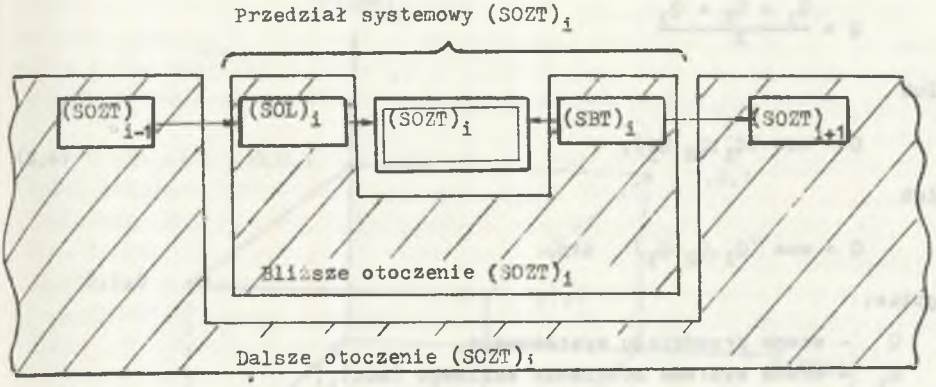


Rys. 4.2. Sytuacja oceny stanu zagrożenia wstrząsami w obiekcie podziemny
Fig. 4.2. Situation of the assessment of the state of crumping hazards in an underground object

4.5. Własności systemowe obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi

Rozważmy sytuację wyróżnionego systemu rzeczywistego obiektu technologicznego zagrożonego wstrząsami, który działa w określonym ciągu systemów (rys. 4.3).

Dla ustalonego systemu $(SOZT)_i$ jako systemu podstawowego wyróżniamy systemy bezpośrednio z nim związane. Są to: system otoczenia $(SOL)_i$ oraz system bezpieczeństwa $(SBT)_i$.



Rys. 4.3. Przedziały systemowe systemu (SOZT)
Fig. 4.3. Systemic intervals of the system (SOZT)

Obydwa systemy tworzę bliższe otoczenie systemowe systemu $(SOZT)_i$. Przedziałem systemowym PS_i nazywamy uporządkowaną trójkę systemów

$$PS_i = \langle (SOL)_i,\ (SOZT)_i,\ (SBT)_i \rangle \qquad (4.1)$$

Własności systemowe przedziału PS zależą od własności systemu podstawowego SOZT, systemu SOL, systemu SBT oraz relacji zachodzących między nimi.

Wyznaczenie przedziału systemowego jest podstawową operacją systemową w modelowaniu złożonych sieci systemów.

Przyjmujemy tutaj założenie, że to, co dzieje się i będzie się działo w wyróżnionym systemie, zależy bezpośrednio tylko od jego wyróżnionego celowościowo otoczenia systemowego. Jest to uproszczenie, ale równocześnie istotne ułatwienie metodologiczne, dzięki któremu modelowanie identyfikacyjno-diagnostyczne i optymalizacyjne wyróżnionych poprzednio systemów nabiera cech konkretności.

W przedziale systemowym uporządkowanym relacją bezpośredniego oddziaływania wyróżnia się następujące własności:

- własności ocenowe,
- własności konfliktowe,
- własności czasowe,
- własności informacyjne,
- własności niezawodnościowe.

Własności ocenowe: przyjmujemy, że znane są udziały częściowe systemów w działalności całego przedziału. Wówczas w praktyce możemy wyróżnić rozmaite funkcje oceny przedziału jako całości, np.:

$$Q = \frac{Q_1 + Q_2 + Q_3}{3}$$

lub

$$Q = \min (Q_1, Q_2, Q_3), \qquad (4.2)$$

lub

$$Q = \max (Q_1, Q_2, Q_3) \quad \text{itp.}$$

gdzie:

Q - ocena przedziału systemowego,
Q_1 - ocena systemu otoczenia skalnego $(SOL)_i$,
Q_2 - ocena systemu podstawowego $(SOZT)_i$,
Q_3 - ocena systemu bezpieczeństwa $(SBT)_i$.

Dla każdego z systemów można skonstruować wskaźnik oceny (Q_1, Q_2, Q_3) uwzględniający ocenę działania całego przedziału oraz znaczenia działania poszczególnych systemów ze względu na przyjęte kryteria.

Podstawowym kryterium oceny przedziału jest realizacja wydobycia przez system $(SOZT)_i$. Kryterium bezpieczeństwa jest tutaj sprawą wtórną.

Własności konfliktowe: Każdy system działania, uczestniczący w danym przedziale systemowym, realizuje inny cel działania (wynika to z jego roli w ciągu systemów). Cele poszczególnych par systemów nie są identyczne

$$C_{(SOL)_i} \neq C_{(SOZT)_i} \neq C_{(SBT)_i} \qquad (4.3)$$

Prowadzi to do sytuacji konfliktowych.

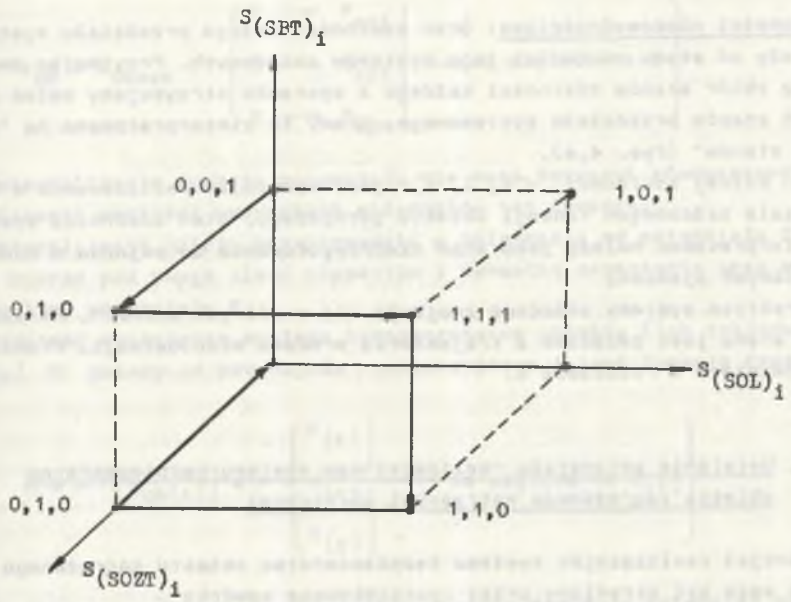
W rzeczywistej sytuacji systemowej obiektu zagrożonego wstrząsami obserwujemy dwie podstawowe konfliktowe sytuacje systemowe:

- < system technologiczny obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi - system otoczenia skalnego >
- < system technologiczny obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi - system bezpieczeństwa >

Pierwsza polega np. na konflikcie pomiędzy wymogiem zachowania równowagi mechanicznej w SOZT a permanentnym dążeniem do jej zakłócenia przez SOL.

Druga polega np. na konflikcie pomiędzy celem użytkowym systemu SOZT (np. maksymalizacja wydobycia) a celem SBT, którym jest bezpieczeństwo, realizowane często przez działania ograniczające czy hamujące cele użytkowe (np. zmniejszenie postępu, zaniechanie wydobycia).

W tych sytuacjach realizowane są permanentne gry międzysystemowe, co stanowi istotną własność przedziału systemowego.



$S_{(SBT)_i}$ - stan systemu bezpieczeństwa

$S_{(SOL)_i}$ - stan systemu otoczenia litosferycznego

$S_{(SOZT)_i}$ - stan systemu technologicznego obiektu górniczego zagrożonego wstrząsami górniczymi

⟶ - procesy przejściowe

Rys. 4.4. Sześcian stanów przedziału systemowego dla obiektu zagrożonego wstrzęsami górniczymi

Fig. 4.4. Cube of the states of systemic interval for an object threatened with crumping

Własności czasowe: Każdy z systemów uczestniczących w działalności przedziału systemowego funkcjonuje według "własnego zegara". Można wyróżnić czas operacyjny, czas bieżący i czas zabezpieczenia. Struktura tych czasów jest zrelatywizowana do czasu astronomicznego. Właściwość ta uwzględniona została w rozdziale 5, pkt 5.2.

Własności informacyjne: Systemy działające w przedziale systemowym stosują najczęściej własne języki oraz uzależnione od nich zasoby informacyjne. Można więc mówić o semiotyce systemowej. Własności systemu informacyjnego wspomagania podejmowania decyzji w warunkach zagrożenia tąpaniami opisano w rozdziale 7.

Własności niezawodnościowe: Stan zdatności całego przedziału systemowego zależy od stanu zdatności jego systemów składowych. Przyjmując dwuelementowy zbiór stanów zdatności każdego z systemów otrzymujemy osiem wyróżnionych stanów przedziału systemowego. Stany te zinterpretowano na "sześcianie stanów" (rys. 4.4).

Stan pełnej zdatności $<1, 1, 1>$ jest warunkiem realizowania w danym przedziale założonych funkcji obiektu górniczego. Stan zdatności systemu SOL interpretować należy jako stan nieprzygotowania do zajścia w nim niebezpiecznych zjawisk.

W praktyce systemy składowe znajdują się w różnych stanach. Okresowa zmiana stanu jest związana z trajektorią procesu eksploatacji. Problem ten rozwinięto w rozdziale 5.

4.6. Ustalenie potencjału realizacyjnego systemu bezpieczeństwa obiektu zagrożonego wstrząsami górniczymi

Potencjał realizacyjny systemu bezpieczeństwa obiektu zagrożonego tąpnięciem może być określony przez uporządkowaną czwórkę

$$V_{SB} = <P, S, Z, R>, \tag{4.4}$$

gdzie:

- P - reprezentuje pracowników kopalni bezpośrednio lub pośrednio realizujących cele systemu bezpieczeństwa, ich kwalifikacje, motywacje, dyspozycyjność, zorganizowanie itp.,
- S - reprezentuje metody i środki przeznaczone i wykorzystywane do zapewnienia bezpieczeństwa - ilość, rodzaj, niezawodność urządzeń technicznych służących do rejestrowania i kontroli aktywności zagrożenia, ilość i rodzaj środków informacyjno-komunikacyjnych, ilość i rodzaj środków profilaktyki czynnej i biernej,
- Z - reprezentuje ilość, rodzaj i stan aktywności elementów skalnych, ilość, rodzaj i stan aktywności elementów technosferycznych stanowiących pośrednie lub bezpośrednie źródła zagrożenia (w tym ich zmienność oraz warunki utrzymania stanu równowagi),
- R - reprezentuje relacje - interakcje - pomiędzy P, S, Z wynikające z przyjętych metod i technik zwalczania zagrożenia oraz sposobu realizacji systemu operacyjno-technologicznego.

Funkcja potencjału realizacyjnego systemu bezpieczeństwa V_{SB} uzyskuje maksimum wtedy, gdy każdy z czynników uzyska wartość optymalną:

$$V_{SB} = V_{SBmax} : \left\{ \begin{array}{l} P \longrightarrow P_{opt} \\ S \longrightarrow S_{opt} \\ R \longrightarrow R_{opt} \end{array} \right| \longrightarrow \text{ze względu na } Z \Bigg\} \qquad (4.5)$$

Maksymalizacja funkcji potencjału nie musi dotyczyć równoczesnej maksymalizacji wartości wszystkich składników tej funkcji.

Optymalizację należy przeprowadzić w zależności od potencjału Z w obiekcie, biorąc pod uwagę ilość elementów i dynamikę zagrożenia oraz wychodząc od analizy potencjału P.

Zdolność wykonawcza systemu bezpieczeństwa obiektu (lub zakładu górniczego) M zależy od potencjału realizacyjnego i jest funkcją czasu:

$$M = F\left[V_{SB(t)}\right] = F\left\{ \begin{array}{l} P_{(t)} \\ S_{(t)} \\ R_{(t)} \end{array} \right| \longrightarrow \text{ze względu na } Z_{(t)} \Bigg\} \qquad (4.6)$$

O chwilowej zdolności wykonawczej systemu decyduje potencjał najsłabszego elementu ze zbioru (P, S, R) w chwili t oraz potencjał zagrożenia Z w chwili t.

Ze względu na złożony układ geometryczno-przestrzenny obiektów naturalnych, ich niezupełnę obserwowalność oraz złożony charakter relacji między P, S, Z oraz praktycznie niemożliwe do sformalizowania matematycznego problemy socjologiczne, istotnym i koniecznym zagadnieniem jest określenie funkcji kryterialnej, warunków ograniczających i zmiennych decyzyjnych. Problemy te są rozpatrywane w następnych rozdziałach.

Należy już tutaj zaznaczyć, że w przedmiotowej problematyce niemożliwe jest określenie jednej globalnej funkcji kryterialnej, która obejmowałaby wszystkie istotne czynniki.

Sytuacja taka zmusza do wyrażania złożonych problemów także jakościowo za pomocą analizy wielokryterialnej oraz metod heurystycznych.

Celem analizy wielokryterialnej jest wyznaczenie zbioru wariantów decyzyjnych przy uwzględnieniu relacji między kryteriami bezpieczeństwa i zmiennymi decyzyjnymi.

Najistotniejszy problem polega na wyborze kryteriów bezpieczeństwa, które dobrze będą opisywać funkcjonowanie systemu bezpieczeństwa obiektu zagrożonego tąpnięciem.

Prawidłowy stan systemu bezpieczeństwa obiektu zagrożonego tąpnięciem występuje wtedy, kiedy zdolność realizacyjna tego systemu zapewnia utrzymanie stanu aktywności zagrożenia w przedziałach wartości dopuszczalnych:

$$G\left[Z_{(t)}\right] \leq Z_{(t)\,dop} \qquad (4.7)$$

Ma to miejsce wtedy, gdy

$$Z_{(t)} = Z_{(t)min} \longrightarrow \text{ ze względu na } V_{SB} \tag{4.8}$$

Funkcja potencjału ma postać

$$Z_{(t)} = Z_{(t)min} : \left\{ Z_{(t)} \longrightarrow Z_{(t)opt} \right\} \longrightarrow \text{ ze względu na } V_{SB} \tag{4.9}$$

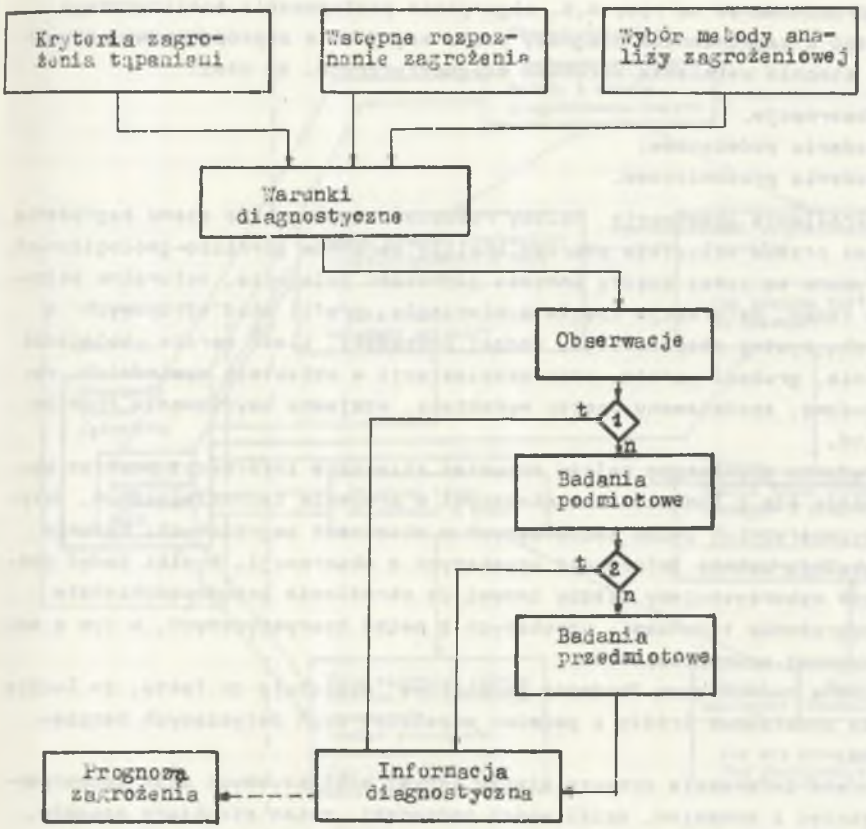
4.7. Określenie relacji systemowych

Ocena relacji zachodzących pomiędzy elementami i parametrami systemu obiektu zagrożonego tąpnięciem z metodologicznego punktu widzenia może być uważana za typową ocenę diagnostyczną. Związana jest ona bowiem z określeniem ogólnego charakteru zgodności lub odstępstw zjawisk zachodzących w obiekcie z kryterialnymi wymaganiami bezpieczeństwa.
Należy więc określić, co nie odpowiada kryteriom bezpieczeństwa oraz w jakich warunkach występuje owa niezgodność.
Przyjęcie sekwencji postępowania polegającej na kolejnym udzieleniu odpowiedzi na pytanie: w jakich warunkach? i co? jest podstawą klasycznego postępowania diagnostycznego [126].
Istotnym etapem analizy diagnostycznej jest również próba określenia następstw stanu aktualnego, czyli prognoza.
Ogólny schemat procedur analitycznych związanych z pozyskaniem informacji diagnostycznych dotyczących stanu zagrożenia tąpaniami przedstawia rysunek 4.5.
Cyfry na rysunku oznaczają:

1. Czy metody obserwacji pozwalają w wystarczającym stopniu ocenić stan zagrożenia obiektu?
2. Czy badania podmiotowe stanowiące pogłębienie obserwacji pozwalają na ocenę stanu zagrożenia obiektu?

Przedstawiona metoda postępowania diagnostycznego ma na celu uzyskanie informacji o właściwościach obiektu ze względu na przebieg procesów zagrożenia tąpnięciem. Informacje dotyczę decydenta, samego obiektu oraz jego otoczenia.
System diagnostyczny to sprzężone ze sobą: przedmiot diagnozujący i narzędzie diagnozy [18].
W postępowaniu diagnostycznym wyróżnia się następujęca etapy diagnozy:

- geneza (dotyczy przeszłości) winna określić przyczyny, które sprawiły, że diagnozowany obiekt (system) osiągnął stwierdzony stan,
- analiza, ocena (dotyczy teraźniejszości) ma na celu wyznaczenie aktualnego stanu zagrożenia obiektu (systemu),



Rys. 4.5. Algorytm postępowania związanego z uzyskaniem informacji diagnostycznych o zagrożeniu obiektu tąpnięciem

Fig. 4.5. Algorithm of the procedure associated with obtaining diagnostic information on the crumping hazard in an object

- prognoza (dotyczy przyszłości) ma na celu ustalenie przyszłego stanu obiektu (systemu) z uwzględnieniem występujących ograniczeń.

Zakres i kolejność zadań w postępowaniu diagnostycznym wyznaczają potrzeby i cele systemu bezpieczeństwa, tj. systemu zabezpieczającego stan zdatności funkcjonalnej procesu eksploatacyjnego. Zadania te nie mogą jednak kończyć się na ocenie zdatności funkcjonalnej lub zadaniowej procesu, ale również muszą obejmować całokształt działań mających na celu przygotowanie odpowiedniej informacji diagnostycznej o stanie zagrożeń. Pełna postać diagnozy musi obejmować informacje o rozkładach prawdopodobieństw podzbiorów stanów systemu obiektu, zmian stanów oraz ich skutków. Jednocześnie diagnoza powinna być dostosowana do możliwości percepcyjnych decydentów różnych szczebli [140].

W zaproponowanym na rys. 4.5. algorytmie postępowania analitycznego związanego z zagadnieniem diagnozy stanu zagrożenia zaproponowano trzy kolejne stopnie ustalenia warunków diagnostycznych. Są nimi:

1. Obserwacje.
2. Badania podmiotowe.
3. Badania przedmiotowe.

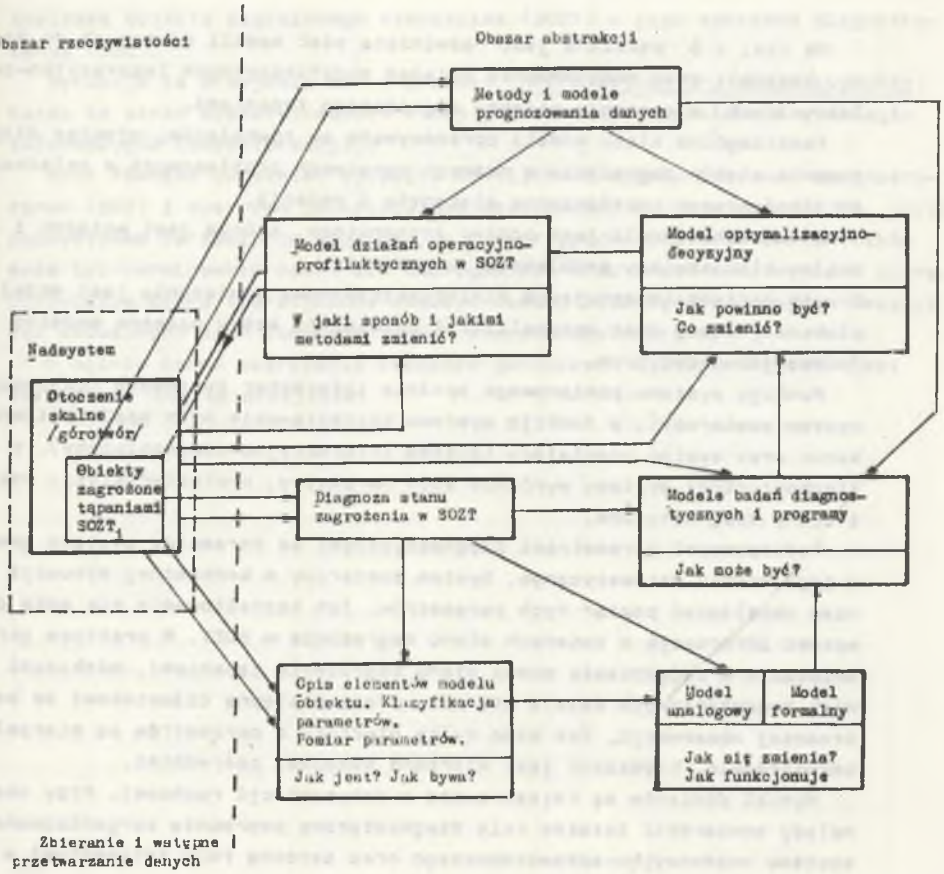
Przez określenie obserwacje należy rozumieć ciągłą ocenę stanu zagrożenia tąpaniami przede wszystkim poprzez analizę warunków górniczo-geologicznych. Rozpatrywane są tutaj między innymi: głębokość zalegania, naturalna skłonność do tąpań, deformacje ciągłe i nieciągłe, profil skał stropowych i spągowych, system eksploatacji, rodzaj podsadzki, ilość warstw, kolejność wybierania, grubość warstw, stan eksploatacji w obiektach sąsiednich, rodzaj obudowy, spodziewany postęp wyrobiska, wzajemne usytuowanie frontów ścian itd.
Przez badanie podmiotowe należy rozumieć zbieranie informacji poprzez komunikowanie się z ludźmi uczestniczącymi w procesie technologicznym, dotyczące bezpośrednich zmian zachodzących w obiektach zagrożonych. Badania te zwiększają zakres informacji uzyskanych z obserwacji. Wyniki badań podmiotowych wykorzystujemy między innymi do określenia prawdopodobieństw stanu zagrożenia tąpaniami, uzyskanych z metod heurystycznych, w tym z metody grupowej oceny ekspertów.
Zastosowane nazewnictwo "badania podmiotowe" nawiązuje do faktu, że ludzie stanowią podstawowe źródło i podmiot wszelkich ocen dotyczących bezpieczeństwa.

Zbierane informacje dotyczą między innymi subiektywnych ocen konwergencji, pęknięć i odspojeń, ściśliwości podsadzki, zmian struktury ociosów, zmian podporności obudowy, przejawów i skutków zmian aktywności sejsmicznej itp.
Przez badania przedmiotowe należy rozumieć dokonywanie pomiaru i rejestrowanie ich wyników. Pomiary te umożliwiają ocenę zachodzących procesów i zmian zarówno w wyrobisku, jak i w głębi górotworu. Zmiany te są odczytywane wprost na przyrządzie lub przekazywane do odbiorników w celu ich zanotowania i określenia.

Stosowane są tutaj systemy obserwacyjne oparte na:

- metodzie sejsmologicznej,
- metodzie sejsmoakustycznej,
- metodzie sejsmicznej,
- metodzie sondażu wiertniczego i innych.

Diagnoza systemu ocenianego (SOZT) polega na badaniu i pomiarze jego cech diagnostycznych oraz na formułowaniu ocen diagnostycznych.



Rys. 4.6. Sieci modeli służących do diagnozy i kontroli oraz podejmowania działań modyfikacyjnych (operacyjno-profilaktycznych) w systemie obiektów zagrożonych tąpaniami

Fig. 4.6. Networks of models for the diagnosis and control, as well as undertaking modificational (operational-preventive) operations in a system of objects threatened with crumping

Na rys. 4.6 pokazana jest rozwinięta sieć modeli służących do diagnozy, kontroli oraz podejmowania działań modyfikacyjnych (operacyjno-profilaktycznych) w systemie obiektu zagrożonego tąpaniami.

Poszczególne klasy modeli opracowywane są równolegle, ujmując diagnozowanie stanów zagrożenia w różnych warstwach problemowych w zależności od jakościowego rozróżniania elementów i relacji.

W łańcuchu modeli jest ogniwo integrujące, którym jest wstępny i centralny blok analizy problemowej zagrożenia.

Drugim ogniwem integrującym wielopłaszczyznowe powiązania jest model kompleksowej oceny oraz optymalizacji rozwiązań, który nazwano modelem informacyjno-decyzyjnym.

Funkcję systemu pomiarowego spełnia informator systemowy (człowiek oraz system pomiarowy), a funkcję systemu kształtowania ocen spełnia identyfikator oraz system oceniający (system informacyjno-diagnostyczny). W ocenie diagnostycznej systemu wyróżnia się: parametry, charakterystyki, wskaźniki i oceny diagnostyczne.

Podstawowymi parametrami diagnostycznymi są parametry systemu zawarte w jego modelu matematycznym. System pomiarowy w konkretnej sytuacji powinien umożliwiać pomiar tych parametrów. Ich kształtowanie się może dać wprost informację o zmianach stanu zagrożenia w SOZT. W praktyce górniczej zwłaszcza w zagadnieniu oceny stanu zagrożenia tąpaniami, większość zjawisk zagrożeniowych dzieje się poza sferą dostępną człowiekowi do bezpośredniej obserwacji. Tak więc tylko niektóre z parametrów są mierzalne bezpośrednio. Większość jest mierzona metodami pośrednimi.

Wyniki pomiarów są rejestrowane w dokumentacji ruchowej. Przy okazji należy stwierdzić istotną rolę diagnostyczną poprawnie zorganizowanego systemu ewidencyjno-sprawozdawczego oraz istotną rolę informatyki w tym zakresie.

W praktyce ruchowej kopalń spotykamy się z sytuacjami oceny relacji zachodzących między elementami systemu obiektu zagrożonego tąpnięciem nie w pełni uświadomionymi. Często nie wykorzystuje się ogromnego doświadczenia informacyjnego, stanowiącego bazę ocenową, brak jest modeli ocenowych, nie określone są zakresy użytkowe wyników ocen.

Jest aktualnie sprawą otwartą, kto ma prawo i potrafi ocenić dany system. Rolę koordynatora działań może pełnić służba ds. tąpań, ale wymaga to zwiększenia zakresu jej uprawnień i odpowiedniego wyposażenia w sprzęt i środki diagnozujące.

W działalności diagnostycznej muszą obowiązywać określone reguły. Wiadomo bowiem, że konkretny system działania, a takim jest system społeczny obiektu zagrożonego tąpnięciem, nie chce się łatwo poddać kontroli między innymi dlatego, aby ustrzec się przed konsekwencjami stwierdzonych nieprawidłowości, a także przed koniecznością wprowadzenia uciążliwych zmian w swoim działaniu. Istnieje zatem sytuacja konfliktowa pomiędzy ocenianym

systemem obiektu zagrożonego tąpnięciem (SOZT) a jego systemem diagnostycznym (SDZ).

Sytuacja ta przejawia się w postaci informacyjnej gry diagnostycznej. Każda ze stron uczestniczących w tej grze stosuje odpowiednie strategie informacyjne (dezinformacje).

Może również zaistnieć sytuacja konfliktowa między systemem diagnostycznym (SDZ) i systemem informacyjnym użytkownika wyników ocen (SIU), czyli podsystemem zarządzania kopalnią. W tym przypadku przedmiotem konfliktu może być terminowość ocen, ich wiarygodność oraz treść merytoryczna oceny. Oczywiście można teoretycznie założyć także, że decydent podejmie decyzję bez aktualnych ocen diagnostycznych sterowanego systemu.

W ocenie stanu zagrożenia obiektów górniczych stanowisko takie jest oczywiście nie do przyjęcia.

5. DOBÓR MODELI MATEMATYCZNYCH DLA OCENY STANU ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI W OBIEKTACH PODZIEMNYCH KOPALŃ WĘGLA

W niniejszym rozdziale przedstawione zostały modele matematyczne, które znalazły bezpośrednie zastosowanie praktyczne do szacowania istotnych parametrów i charakterystyk systemu obiektów podziemnych zagrożonych możliwością wystąpienia wstrząsów (tąpań).

Pierwszy z zastosowanych modeli - to model analityczno-statystyczny (przyczynowo-skutkowy) umożliwiający przetworzenie wstępnych danych o zagrożeniu tąpaniami w dane diagnostyczne.

Drugi - to model stochastyczno-markowski wykorzystany do prognozowania wystąpienia niebezpiecznych zjawisk dynamicznych. Umożliwia on ocenę czasowej zdatności lub niezdatności (przygotowania lub nieprzygotowania) obiektów podziemnych do wystąpienia w nich silnych wstrząsów.

Trzeci z modeli - to model heurystyczny, ekspertowy. Model ten należy do systemowych modeli intuicyjnych [191]. Nie jest on modelem matematycznym w ścisłym znaczeniu, ale wykorzystuje jednoznacznie sprecyzowane i matematycznie sformalizowane procedury diagnostyczne.

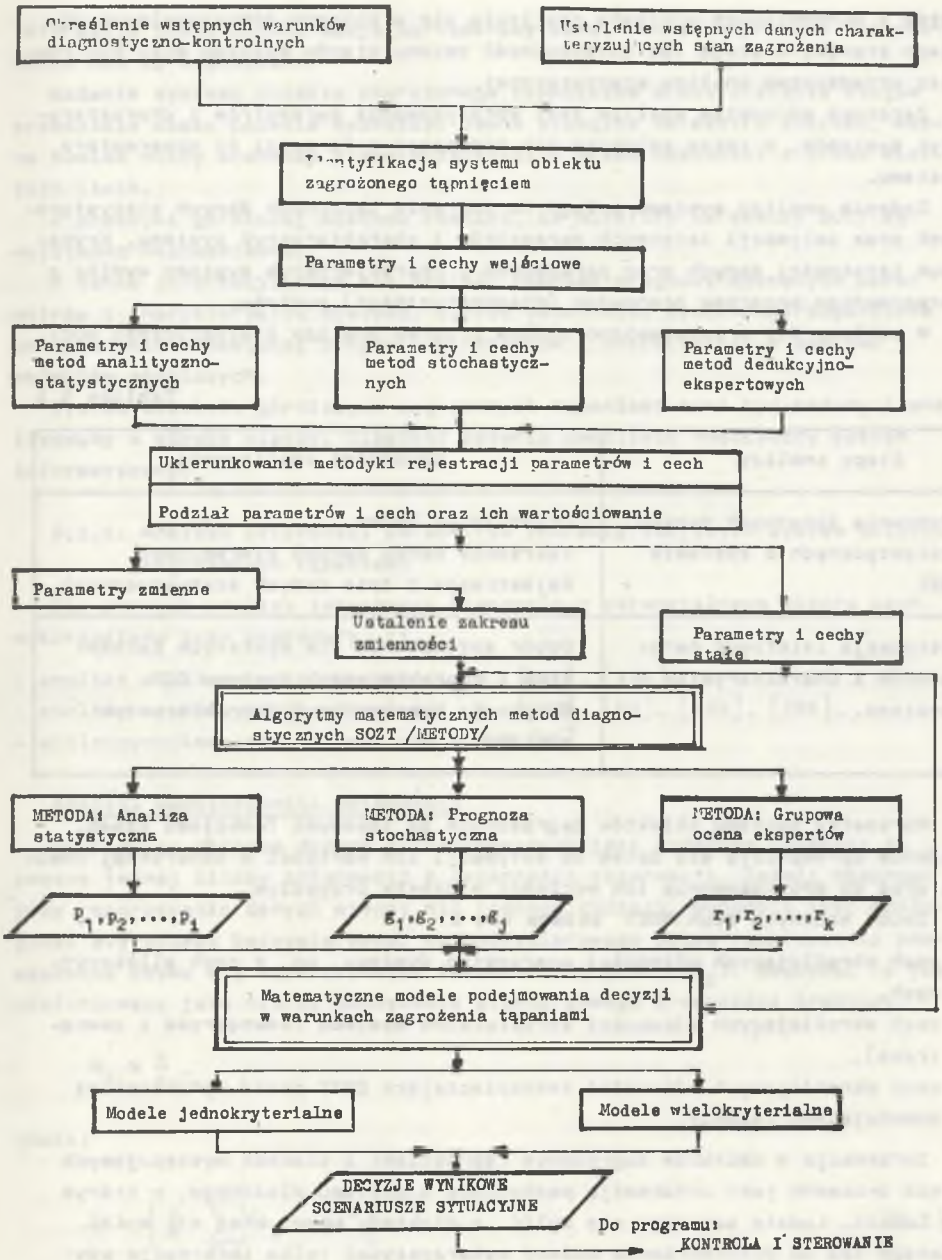
Schemat wykorzystania matematycznych modeli diagnozowania stanów niebezpiecznych w obiektach zagrożonych wstrząsami górniczymi (tąpaniami) przedstawia rys. 5.1.

5.1. Zastosowanie metod analizy statystycznej do szacowania parametrów i charakterystyk systemu obiektów zagrożonych tąpaniami

W celu poznania i oszacowania istotnych parametrów i charakterystyk systemu obiektów zagrożonych tąpaniami zastosowane zostały procedury analityczno-statystyczne. Z matematycznego punktu widzenia parametrami są charakterystyczne liczby, funkcje liczbowe oraz relacje charakteryzujące związki między elementami systemu.
Szacowanie statystyczne obejmuje:

- parametry i charakterystyki strukturalne systemu obiektów zagrożonych tąpaniami,
- parametry i charakterystyki operacyjne systemu obiektów zagrożonych tąpaniami.

Każdy system obiektu zagrożonego tąpnięciem (SOZT) z punktu widzenia analizy ilościowo-statystycznej jest źródłem procesów zagrożeniowych.



Rys. 5.1. Schemat wykorzystania matematycznych metod diagnozowania stanów niebezpiecznych w obiektach zagrożonych tąpaniami

Fig. 5.1. Diagram of application of mathematical models of diagnosing dangerous states in objects threatened with crumpings

Każdy z wyróżnionych procesów realizuje się w zbiorze dopuszczalnych dla niego stanów. Dlatego też intensywność zmiany stanów systemu musi być również przedmiotem analizy statystycznej.

Istotnym warunkiem analizy jest sprecyzowanie parametrów i charakterystyk systemów, a także zebranie jak najwięcej informacji od obserwatora systemu.

Zadanie analizy systemu polega na zebraniu istotnych danych statystycznych oraz estymacji istotnych parametrów i charakterystyk systemu. Kryterium istotności danych oraz parametrów i charakterystyk systemu wynika z opracowanego programu ocenowego (diagnostycznego) systemu.

W tablicy 5.1 przedstawiono ogólny program analizy statystycznej SOZT.

Tablica 5.1

Etapy analizy	Czynności analityczne
Zebranie istotnych danych statystycznych o systemie OZT	Organizacja badań. Tworzenie banku danych pierwotnych. Rejestracja i opis danych statystycznych.
Estymacja istotnych parametrów i charakterystyk systemu.	Dobór estymatorów dla wybranych parametrów i charakterystyk systemu OZT. Estymacja parametrów i charakterystyk systemu.

Parametry systemu obiektów zagrożonych są losowymi funkcjami czasu. Badania sprowadzają się zatem do estymacji ich wartości w konkretnej chwili oraz do prognozowania ich wartości w czasie przyszłym.

Zbiór badanych cech SOZT składa się z:

- cech określających własności operacyjne systemu, np. z cech allokacyjnych,
- cech określających własności strukturalne systemu (wewnętrzne i zewnętrzne),
- cech określających własności zabezpieczające SOZT przed wymuszeniami powodującymi tąpania.

Informacja o obiekcie zagrożonym tąpnięciami i stanach występujących w nim procesów jest informacją pochodzącą z systemu złożonego, w którym są ludzie. Ludzie zaś mogą się mylić, a niekiedy nawet chcą się mylić. Dlatego też do przetworzenia możemy wykorzystywać tylko informacje użyteczne.

Wyniki analizy tworzą bank informacji. W banku tym znajdują się zarówno informacje pierwotne, jak również informacje przetworzone. Wiele z tych

informacji traci szybko swoją wartość użytkową, ponieważ procesy zagrożeniowe nie są ergodyczne.

Badanie systemu obiektu zagrożonego tąpnięciem w dostatecznie długim przedziale czasu pozwala wyznaczyć pewne stabilne parametry systemu, można bowiem wtedy stosować prawo dużej skali, prawo masowości i prawo wielkich liczb.

Z praktyki górniczej wiadomo również, że niektóre parametry SOZT są wyjątkowo wolnozmienne.

W banku informacji mogą się znaleźć również prognozy wybranych parametrów i charakterystyk systemu. System badań musi dysponować algorytmem permanentnie odnawianej prognozy parametrów i charakterystyk systemu obiektów górniczych.

System obiektów górniczych zagrożonych tąpaniami musi być badany i analizowany w sposób ciągły. Ciągłość badania umożliwia nowoczesny system informatyczny.

5.1.1. Analiza istotności parametrów charakteryzujących system obiektów zagrożonych tąpaniami

Dla potrzeb analizy istotności elementów z potencjalnego zbioru cech wykorzystano trzy procedury, tj.:

- analizę współczynnika zmienności W_z [151], [196],
- analizę współczynników korelacji r [180], [84], [158], [196],
- wieloczynnikową analizę wariancji WAW [30].

Analiza współczynnika zmienności

Dysponując zbiorem danych zaobserwowanych jest pożądane opisanie za pomocą jednej liczby informacji o zmienności obserwacji. Jeżeli obserwujemy rozproszenie danych więcej niż jednego rodzaju, wygodnie jest posługiwać się opisem bezwymiarowym. Do bezwymiarowego opisu rozproszenia powszechnie używa się współczynnika zmienności z próby (W_z). Wielkość ta jest zdefiniowana jako iloraz odchylenia standardowego i wartości średniej

$$W_z = \frac{s}{\bar{x}},$$

gdzie:

$$s = \left[\frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n}(x_i - \bar{x})^2\right]^{1/2} \qquad (5.1)$$

$$\bar{x} = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} x_i$$

Z potencjalnego zbioru zmiennych usuwamy te zmienne, dla których współczynnik zmienności jest znacząco mniejszy od współczynnika zmienności cechy opisującej zjawisko tąpnięcia, tj. jeżeli $W_{zx_i} << W_{zy}$.

Analiza współczynników korelacji

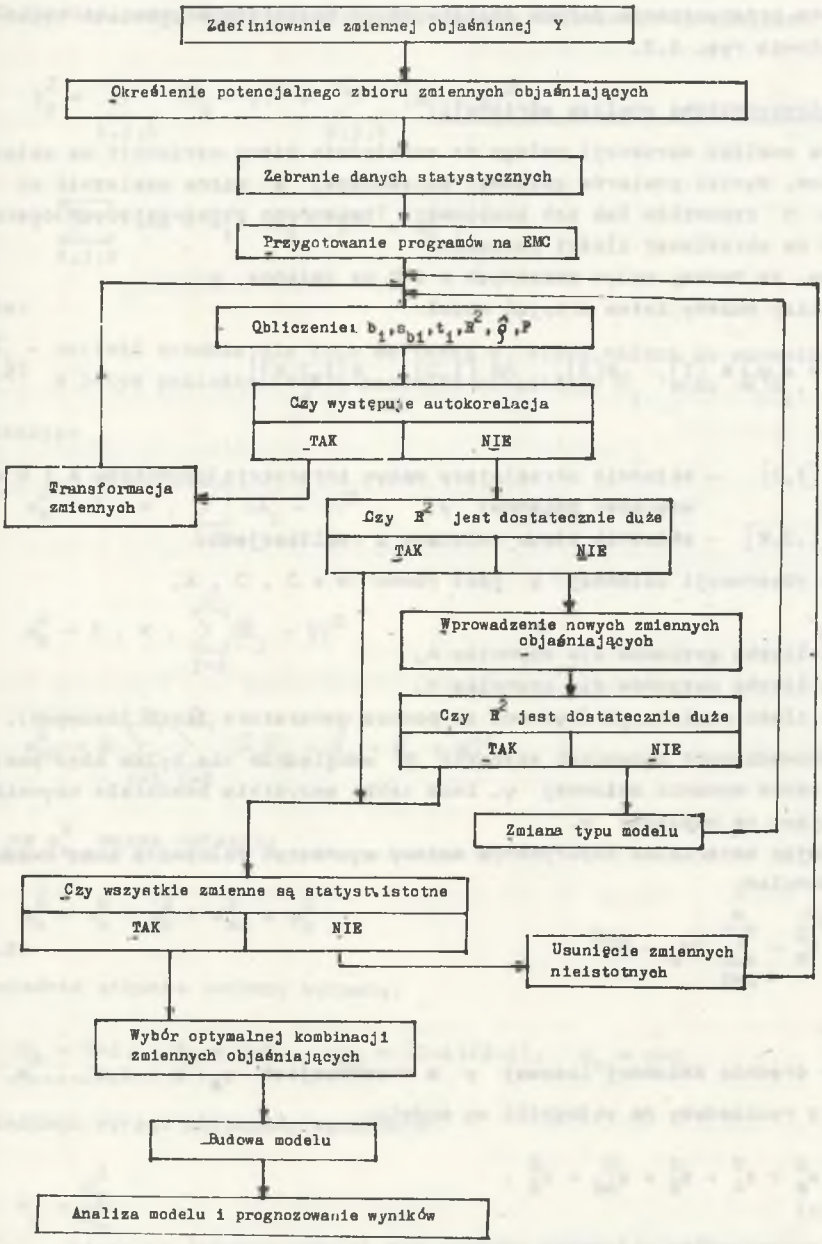
Miernikiem ścisłości związku liniowego (badania rozszerzono na model potęgowy, który drogą logarytmowania zmienia się stosunkowo prosto na model liniowy) pomiędzy zmienną objaśnianą (y) a zmienną objaśniającą (x_i) jest współczynnik korelacji. Kwadrat współczynnika korelacji jest wielkością unormowaną na (0,1), co oznacza, że minimalną wartością jaką przyjmuje jest zero, a maksymalną jeden. Im jego wartość jest bliższa jedności, tym związek zmiennych jest silniejszy, im bliższa jest zera, tym związek jest luźniejszy.

$$r_i = \frac{\sum_i (y_i - \bar{y})(x_i - \bar{x})}{\sqrt{\sum_i (y_i - \bar{y})^2 \sum_i (x_i - \bar{x})^2}} \qquad (5.2)$$

Ze zbioru zmiennych usuwamy te, dla których obliczona wartość współczynnika korelacji jest niższa od krytycznej wartości. Krytyczna wartość współczynnika korelacji wynika z samych warunków próby, jaką dysponujemy. Stawiamy wówczas hipotezę $H_o : (r_{jk} = 0)$ wobec alternatywnej $H_1 : (r_{jk} \neq 0)$. Sprawdzianem tej hipotezy (t_e) jest zmienna losowa podporządkowana prawu rozkładu normalnego lub w przypadku małej próby prawu rozkładu Studenta. Konstrukcja tego sprawdzianu jest następująca:

$$t_e = \frac{r_{ij}}{\sqrt{1 - r_{jk}^2}} \sqrt{n - 2} \qquad (5.3)$$

Wartość krytyczną t odczytujemy z tablic rozkładu normalnego, przyjmując uprzednio odpowiedni poziom istotności α, np. $\alpha = 0{,}05$. Jeżeli $t_e > t$, to hipoteza podlega odrzuceniu, co oznacza, że wartość r_{jk} istotnie różni się od zera, jeśli zaś $t_e \leq t$, przyjmujemy, że różne od zera wartości współczynnika korelacji otrzymane w doświadczeniu są tylko dziełem przypadku. Po wyeliminowaniu z potencjalnego zbioru cech, których współczynnik zmienności był stosunkowo mały i cech, dla których $r_{y/x_i} \leq r_{kryt.}$, dla których nie ma podstaw do odrzucenia hipotezy, że otrzymana wartość współczynnika korelacji jest dziełem przypadku, otrzymujemy zbiór cech istotnych dla opisu zjawiska tąpnięcia. W zbiorze tym mogą jednak występować cechy wzajemnie skorelowane (współzależne) i jako takie nie mogą występować w modelu.



Rys. 5.2. Algorytm przetwarzania danych analitycznych opisujących zjawisko tąpań

Fig. 5.2. Algorithm of processing the analytical data describing the phenomenon of crumping

Algorytm przetwarzania danych analitycznych opisujących zjawisko tąpań przedstawia rys. 5.2.

Wieloczynnikowa analiza wariancji

Idea analizy wariancji polega na rozkładzie miary wariancji na składniki sum. Wyniki pomiarów zmiennej objaśnianej y można uzależnić od wpływu n czynników lub ich kombinacji (zmiennych objaśniających)operujących na określonej ilości poziomów.
Załóżmy, że badamy wpływ zmiennych A i B na zmienną y.
Do analizy możemy zatem przyjąć model:

$$y = y\left[A\,[I],\quad B[J],\quad AB\,[I,J],\quad E[I,J,K]\right], \tag{5.4}$$

gdzie:

AB [I,J] - składnik określający wpływ interakcji czynników A i B na wielkość zmiennej y,
E [I,J,K] - składnik błędu związany z replikacjami.

Liczba obserwacji zmiennej y jest równa n = J . J . K,
gdzie:

I - liczba poziomów dla czynnika A,
J - liczba poziomów dla czynnika B,
K - ilość replikacji (wybrana za pomocą generatora liczb losowych).

W prowadzonych badaniach składnik E uwzględnia nie tylko błąd pomiaru i losowe wahania zmiennej y, lecz także wszystkie pozostałe czynniki wpływające na wielkość y.
Dysponując materiałem empirycznym możemy wyznaczyć całkowitą sumę kwadratów odchyleń:

$$s_o^2 = \sum_{p=1}^{n} (y_p - \bar{y})^2 \tag{5.5}$$

gdzie:

$\bar{y}$ - średnia zmiennej losowej y o obserwacjach y_p, p = 1,2,...,n.

Sumę tę rozkładamy na składniki wg modelu:

$$s_o^2 = s_A^2 + s_B^2 + s_{AB}^2 + s_E^2 ,$$

gdzie poszczególne składniki odnoszą się do odpowiednich czynników, a s_E^2 jest sumą kwadratów dla wyrazu błędu E.

Całkowita suma kwadratów odchyleń została rozłożona następująco:

$$s_o^2 = \sum_{i,j,k} (\bar{A}_i - \bar{y})^2 + \sum_{i,j,k} (\bar{B}_j - \bar{y})^2 +$$

$$+ \sum_{i,j,k} (\overline{AB} - \bar{A}_i - \bar{B}_j + \bar{y})^2 + s_E^2 , \qquad (5.6)$$

gdzie:

$\bar{A}_i$ - wartość średnia dla tych wartości y, które należą do czynnika A w i-tym poziomie (i=I), podobnie określono $\bar{B}_j$ oraz $\bar{A}_i\bar{B}_j$.

Oznaczając

$$s_A^2 = J \cdot K \cdot \sum_{i=1}^{I} (\bar{A}_i - \bar{y})^2 \qquad (5.7)$$

$$s_B^2 = I \cdot K \cdot \sum_{j=1}^{J} (\bar{B}_j - \bar{y})^2 \qquad (5.8)$$

$$s_{AB}^2 = K \sum_{i=1}^{I} \sum_{j=1}^{J} (\bar{A}_i\bar{B}_j - \bar{A}_i - \bar{B}_j + \bar{y})^2 \qquad (5.9)$$

Wzór na s_c^2 można wyrazić:

$$s_o^2 = s_A^2 + s_B^2 + s_{AB}^2 + s_E^2 \qquad (5.10)$$

Odpowiednie stopnie swobody wynoszą:

$$d_A = I-1, \quad d_B = J-1, \quad d_{AB} = (I-1)(J-1), \quad d_o = n-1$$

Dla każdego wyrazu obliczamy wariancję

$$V_w = \frac{s_w^2}{d_w} \qquad (5.11)$$

w - przebiega przez wskaźniki A, B, AB, E.

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

$$s^2_{rw} = \sum_z s^2_z \tag{5.12}$$

gdzie sumowanie rozciąga się po składniku z.
Obliczone wartości statystyki

$$F_w = \frac{V_w}{V_{rw}} = \frac{V_w}{V_E} \tag{5.13}$$

porównujemy z F_{kr} - gdzie F_{kr} odczyt z tablic rozkładu dla przyjętego poziomu istotności.
Jeżeli $F_w < F_{kr}$, to czynnik w nie ma istotnego wpływu na zmienną y.
Jeżeli $F_w \geqslant F_{kr}$ to nie ma podstaw do odrzucenia hipotezy o braku wpływu czynnika w na zmienną y.
Przedstawiona procedura została oprogramowana. Program został uruchomiony i zweryfikowany na losowo dobranych zmiennych.

Analiza siły związku pomiędzy y a x_i

Analizując związek pomiędzy zmienną objaśniającą x_i a zmienną objaśnianą y, szukamy odpowiedzi na pytanie - w jakim stopniu znajomość zmiennej objaśniającej x_i zmniejsza naszą niewiedzę o zmiennej objaśnianej y. Jeżeli za pomocą s^2_y oznaczymy wariancję rozkładu brzegowego a, a za pomocą s^2_{y/x_i} oznaczymy wariancję rozkładu warunkowego zmiennej y, to przy założeniu, że wariancja s^2_{y/x_i} jest taka sama, niezależnie od tego, o jakie x_i chodzi - różnica między brzegową a warunkową wariancją zmiennej y:

$$s^2_y - s^2_{y/x_i}$$

będzie odzwierciedlała redukcję niewiedzy o y, którą zawdzięczamy znajomości zmiennej x_i. Dzieląc $s^2_y - s^2_{y/x_i}$ przez s^2_y, otrzymamy wskaźnik względnej redukcji niewiedzy o y dzięki znajomości zmiennej niezależnej x_i, który oznaczymy symbolem w^2:

$$w^2 = \frac{s^2_y - s^2_{y/x_i}}{s^2_y} \tag{5.14}$$

Wartość w^2, zwana także proporcją wariancji zmiennej objaśnianej y wyjaśnioną przez zmienną objaśniającą x_i, jest miarą siły związku między zmienną objaśnianą i objaśniającą.
Wskaźnik w^2 służy do określenia siły związku między zmiennymi w populacji. Jeżeli natomiast interesuje nas siła tej zależności w danej próbie wyników, to posługujemy się opisowym wskaźnikiem n^2 zwanym stosunkiem korelacyjnym

$$n^2 = \frac{SS \text{ między}}{SS \text{ cała}} \cdot 100\% \qquad (5.15)$$

Wskaźniki w^2 i n^2 odzwierciedlają moc predyktywną zależności między y a x_i, gdy wskaźniki te równają się 0 ($\frac{w^2}{n^2} = 0$), jest to równoznaczne, że znajomość x_i nie może nam pomóc w przewidywaniu wartości y, gdy natomiast $\frac{w^2}{n^2} = 1$, znajomość x_i pozwala dokładnie przewidzieć y.

5.1.2. Wykorzystanie analizy czynnikowej metodą głównych składowych Hottelinga

Dany jest zbiór zmiennych x_j (j=1,2,...,n), pomiędzy którymi istnieją pewne zależności, scharakteryzowane współczynnikami korelacji, które tworzą macierz

$$[R] = \begin{bmatrix} r_{11} & r_{12} & \cdots & r_{1n} \\ r_{21} & r_{22} & \cdots & r_{2n} \\ \cdots & \cdots & \cdots & \cdots \\ \cdots & \cdots & \cdots & \cdots \\ r_{n1} & r_{n2} & \cdots & r_{nn} \end{bmatrix} \qquad (5.16)$$

Macierz [R] nie ulegnie zmianie, jeżeli zmienne x_j przekształcimy w zmienne z_j, zgodnie ze wzorem:

$$z_j = \frac{x_{ij} - \bar{x}_j}{s_j} \qquad (5.17)$$

Istnienie korelacji pomiędzy zmiennymi pozwala przypuszczać, że istnieje układ m czynników wspólnych: $F_1, F_2, \ldots, F_m$, gdzie: $F_k = (F_{k1}, F_{k2} \ldots, F_{kN})$, (k=1,2,...,m) nieskorelowanych i unormowanych, takich że każdą ze zmiennych $z_1, z_2, \ldots, z_n$ da się przedstawić jako kombinację liniową

$$Z_j = a_{j1}F_1 + a_{j2}F_2 + \ldots + a_{jm}F_m + a_jU_j \qquad (5.18)$$

$(j=1,2,\ldots,n)$

$U_j = (U_{j1},U_{j2},\ldots,U_{jN})$ jest czynnikiem swoistym dla zmiennej Z_j. Zakładamy, że czynniki U_j $(j=1,2,\ldots,n)$ są nieskorelowane z żadnym z czynników wspólnych $(F_1,F_2,\ldots,F_n)$.

Współczynniki a_{jk} i a_j $(j=1,2,\ldots,n;\ k=1,2,\ldots,m)$ nazywamy ładunkiem odpowiednio k-tego czynnika wspólnego F_k w j-tej zmiennej Z_j i U_j w zmiennej Z_j.

Celem analizy czynnikowej jest wyznaczenie:

1. Rozważanemu układowi czynników wspólnych $F_1,F_2,\ldots,F_m$ odpowiadających im wektorów:

$$k = (a_{1k},a_{2k},\ldots,a_{nk}) \quad k = 1,2,\ldots,m \qquad (5.19)$$

2. Zasobów zmienności wspólnej każdej ze zmiennych Z_j:

$$h_j^2 = \sum_{k=1}^{m} a_{jk}^2 \qquad j = 1,2,\ldots,n \qquad (5.20)$$

3. Ogólnej zmienności wspólnej

$$V = \sum_{j=1}^{m} h_j^2 = \sum_{j=1}^{m}\sum_{j=1}^{m} a_{jk}^2 \qquad (5.21)$$

W celu wyznaczenia zależności (5.18) musimy w pierwszym rzędzie określić zasób zmienności wspólnej h_j^2. Istnieje szereg sposobów doboru zmienności wspólnej. W niniejszej pracy zmienność wspólną obliczono zgodnie ze wzorem:

$$h_j^2 = \frac{\sum_{k=1}^{n} r_{jk}}{n-1} \qquad \text{dla} \quad j \neq k \qquad (5.22)$$

Macierz współczynników korelacji $[R]$ zostaje przekształcona w macierz zredukowaną $[R]$ poprzez zastąpienie elementów na głównej przekątnej r_{jj} elementami h_j^2 $(j=1,2,\ldots,n)$ obliczonymi zgodnie ze wzorem (5.22)

$$[R] = [r_{ij}] , \qquad (5.23)$$

gdzie:

$$r_{ij} = r_{ji}, \quad r_{jj} = h_j^2 .$$

Następnie przystępujemy do obliczania składowych wektora. Składowe te obliczamy w następujący sposób:

- sumujemy elementy we wszystkich wierszach macierzy $[R]$,
- wybieramy największą wartość z otrzymanych sum $s = \max s_k$ $(k=1,2,\ldots,n)$,
- dzielimy kolejno wszystkie sumy przez największą.

Otrzymane w ten sposób wartości są składowymi wektora startowego:

$$\alpha = \left(\frac{s_1}{s}, \frac{s_2}{s}, \ldots, \frac{s_n}{s}\right), \tag{5.24}$$

gdzie:

$$s_1 = \sum_{j=1}^{n} r_{1j}$$

$$s_2 = \sum_{j=1}^{n} r_{2j}$$

.....

.....

$$s_n = \sum_{j=1}^{n} r_{nj}$$

ogólnie

$$s_k = \sum_{j=1}^{n} r_{kj} \tag{5.25}$$

Mając obliczony wektor startowy α, przystępujemy do obliczenia składowych wektora γ_1:

$$[\gamma_1] = [\alpha] \qquad [R'] = (\gamma_{11}, \gamma_{12}, \ldots, \gamma_{1n}) \tag{5.26}$$

$$Z_j = a_{j1}F_1 + a_{j2}F_2 + \ldots + a_{jm}F_m + a_jU_j \qquad (5.18)$$

$(j=1,2,\ldots,n)$

$U_j = (U_{j1},U_{j2},\ldots,U_{jN})$ jest czynnikiem swoistym dla zmiennej Z_j. Zakładamy, że czynniki U_j $(j=1,2,\ldots,n)$ są nieskorelowane z żadnym z czynników wspólnych $(F_1,F_2,\ldots,F_n)$.
Współczynniki a_{jk} i a_j $(j=1,2,\ldots,n;\ k=1,2,\ldots,m)$ nazywamy ładunkiem odpowiednio k-tego czynnika wspólnego F_k w j-tej zmiennej Z_j i U_j w zmiennej Z_j.
Celem analizy czynnikowej jest wyznaczenie:

1. Rozważanemu układowi czynników wspólnych $F_1,F_2,\ldots,F_m$ odpowiadających im wektorów:

$$k = (a_{1k},a_{2k},\ldots,a_{nk}) \quad k = 1,2,\ldots,m \qquad (5.19)$$

2. Zasobów zmienności wspólnej każdej ze zmiennych Z_j:

$$h_j^2 = \sum_{k=1}^{m} a_{jk}^2 \qquad j = 1,2,\ldots,n \qquad (5.20)$$

3. Ogólnej zmienności wspólnej

$$V = \sum_{j=1}^{m} h_j^2 = \sum_{j=1}^{m}\sum_{j=1}^{m} a_{jk}^2 \qquad (5.21)$$

W celu wyznaczenia zależności (5.18) musimy w pierwszym rzędzie określić zasób zmienności wspólnej h_j^2. Istnieje szereg sposobów doboru zmienności wspólnej. W niniejszej pracy zmienność wspólną obliczono zgodnie ze wzorem:

$$h_j^2 = \frac{\sum_{k=1}^{n} r_{jk}}{n-1} \qquad \text{dla} \quad j \neq k \qquad (5.22)$$

Macierz współczynników korelacji $[R]$ zostaje przekształcona w macierz zredukowaną $[R]$ poprzez zastąpienie elementów na głównej przekątnej r_{jj} elementami h_j^2 $(j=1,2,\ldots,n)$ obliczonymi zgodnie ze wzorem (5.22)

$$[R] = [r_{ij}] \ , \qquad (5.23)$$

gdzie:

$$r_{ij} = r_{ji}, \quad r_{jj} = h_j^2 ,$$

Następnie przystępujemy do obliczania składowych wektora. Składowe te obliczamy w następujący sposób:

- sumujemy elementy we wszystkich wierszach macierzy $[R]$,
- wybieramy największą wartość z otrzymanych sum $a = \max s_k$ $(k=1,2,\ldots,n)$,
- dzielimy kolejno wszystkie sumy przez największą.

Otrzymane w ten sposób wartości są składowymi wektora startowego:

$$\alpha = \left(\frac{s_1}{a}, \frac{s_2}{a}, \ldots, \frac{s_n}{a}\right) , \tag{5.24}$$

gdzie:

$$s_1 = \sum_{j=1}^{n} r_{1j}$$

$$s_2 = \sum_{j=1}^{n} r_{2j}$$

.....

.....

$$s_n = \sum_{j=1}^{n} r_{nj}$$

ogólnie

$$s_k = \sum_{j=1}^{n} r_{kj} \tag{5.25}$$

Mając obliczony wektor startowy α, przystępujemy do obliczenia składowych wektora γ_1:

$$[\gamma_1] = [\alpha] \qquad [R'] = (\gamma_{11}, \gamma_{12}, \ldots, \gamma_{1n}) \tag{5.26}$$

Dzieląc poszczególne składowe wektora $[\gamma_1]$ przez największą $b = \max \gamma_{1k}$, $k=1,2,\ldots,n$, otrzymamy składowe pierwszego przybliżenia wektora własnego, odpowiadającego największej wartości własnej macierzy $[R']$:

$$\alpha^{(1)} = \frac{\gamma_{11}}{b}, \quad \frac{\gamma_{12}}{b}, \ldots, \frac{\gamma_{1n}}{b} \tag{5.27}$$

$$\alpha^{(1)} = (\alpha_{11}, \alpha_{12}, \ldots, \alpha_{1n})$$

Elementy składowe drugiego przybliżenia wektora obliczamy następująco:

- obliczamy wektor

$$\gamma_2 = [\alpha][R']^2 \tag{5.28}$$

$$\gamma_2 = (\gamma_{21}, \gamma_{22}, \ldots, \gamma_{2n})$$

- dzieląc składowe wektora γ_2 przez największą $b = \max \gamma_{2k}$ $k=1,2,\ldots,n$, otrzymujemy składowe drugiego przybliżenia wektora własnego

$$\alpha^{(2)} = \frac{\gamma_{21}}{b}, \quad \frac{\gamma_{22}}{b}, \ldots, \frac{\gamma_{2n}}{b} \tag{5.29}$$

$$\alpha^{(2)} = \alpha_{21}^{(2)}, \quad \alpha_{22}^{(2)}, \ldots, \alpha_{2n}^{(2)}$$

Mając obliczone pierwsze i drugie przybliżenie wektora własnego, sprawdzamy warunek:

$$\alpha_{j1}^{(2)} - \alpha_{j1}^{(1)} < \varepsilon \qquad (j=1,2,\ldots,n), \tag{5.30}$$

gdzie: ε jest z góry założoną dokładnością. Warunek ten kontroluje, czy przy założonym stopniu dokładności ε linia odpowiadająca wektorowi wyznaczonemu w (k+1)-szej iteracji pokrywa się z linią wyznaczoną w k-tej iteracji.

Jeżeli warunek (5.30) jest spełniony, to wówczas możemy wyznaczyć pierwszą (maksymalną) wartość własną λ_1, macierzy $[R']$, która będzie największa spośród liczb γ_{j1}.

Natomiast składowe wektora μ_1 (ładunki czynnikowe) macierzy $[R']$, odpowiadającego tej wartości własnej otrzymamy przez transformacje wektora $\alpha^{(k)}$ wg wzoru:

$$a_{j1} = \alpha_{j1}^{(k)} \cdot \sqrt{\lambda_1} \Big/ \sqrt{\left[\alpha_{11}^{(k)}\right]^2 + \left[\alpha_{21}^{(k)}\right]^2 + \ldots \left[\alpha_{n1}^{(k)}\right]^2} \tag{5.31}$$

$(j=1,2,\ldots,n)$

Składowe wektora $\mu = a_{j1}$ są ładunkami pierwszego czynnika wspólnego F_1 w kolejnych zmiennych.
Jeżeli warunek (5.30) nie jest spełniony, obliczamy kolejne przybliżenia wektora własnego $\alpha^{(k)}$, mnożąc wektor startowy α przez potęgi $[R']^{2^t}$, (t=2,3,...) jak w zależnościach (5.28) i (5.29), aż spełniony będzie warunek (5.30). Następnie badamy procent wykorzystania zmienności wspólnej przez wyodrębnione czynniki zgodnie z warunkiem

$$(V_m - V) / V \geqslant \delta \ , \tag{5.32}$$

gdzie:

δ - żądany procent wykorzystania zmienności wspólnej przez wyodrębnione czynniki,
V - ogólna zmienność wspólna,
V_m - zasób zmienności wspólnej k-tej ze zmiennych Z_j.

Spełnienie warunku (5.32) kończy postępowanie.
Jeżeli natomiast warunek (5.32) nie jest spełniony, należy wyznaczyć:

- macierz iloczynów Q_1 wg wzoru:

$$[Q_1] = [\mu_1] [\mu_1]^T \tag{5.33}$$

- macierz pierwszych pozostałości korelacji

$$[R_1] = [R'] - [Q_1] \tag{5.34}$$

i dla macierzy $[R_1]$ znaleźć wartość własną λ_2 i odpowiadający jej wektor własny $\mu_2 = a_{j2}$ wg wzorów (5.24)-(5.31), sprawdzić warunek (5.32) itd., wykorzystując wcześniej obliczone potęgi $[R']$.
I tak

$$[R_1]^2 = [R']^2 - \lambda_1 [Q_1]$$

$$[R_1]^4 = [R']^4 - 2\lambda_1 [R']^2 [Q_1] + \lambda_1^2 [Q_1]^2 = [R']^4 - \lambda_1^3 [Q_1]$$

ogólnie

$$[R_1]^{2^t} = [R']^{2^t} - \lambda_1^{(2^{t-1})} [Q_1] \tag{5.35}$$

dla $t=1,2,\ldots,n$

Następnie czynniki wspólne obliczamy w sposób analogiczny aż do spełnienia warunku (5.17), tzn.

$$[R_2] = [R_1] - [Q_2]$$
$$[Q_2] = [\mu_2]\,[\mu_2]^T \qquad (5.36)$$

ogólnie

$$[R_j] = [R_{j-1}] - [Q_j]$$
$$[Q_j] = [\mu_j]\,[\mu_j] \qquad (5.37)$$

dla $j=2,3,\ldots,m-1$

W wyniku spełnienia warunku (5.42) otrzymujemy wartości własne spełniające warunek:

$$\lambda_1 > \lambda_2 > \ldots\ldots \lambda_n, \quad m \leq n \qquad (5.38)$$

oraz układ wektorów własnych

$$\begin{aligned}
&\mu_1\,(a_{11}, a_{21},\ldots,a_{n1})\\
&\mu_2\,(a_{12}, a_{22},\ldots,a_{n2})\\
&\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\\
&\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\\
&\mu_n\,(a_{1m}, a_{2m},\ldots,a_{nm})
\end{aligned} \qquad (5.39)$$

Każdę ze zmiennych $Z_1, Z_2, \ldots, Z_n$ można przedstawić jako kombinację liniową

$$\begin{aligned}
Z_1 &= a_{11}F_1 + a_{12}F_2 + \ldots + a_{1m}F_m\\
Z_2 &= a_{21}F_1 + a_{22}F_2 + \ldots + a_{2m}F_m\\
&\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\\
&\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\\
Z_n &= a_{n1}F_1 + a_{n2}F_2 + \ldots + a_{nm}F_m\,,
\end{aligned} \qquad (5.40)$$

czyli:

$$[Z] = [A] \cdot [F]\,. \qquad (5.41)$$

Chcąc przedstawić określony zbiór (podzbiór) w postaci zmiennej syntetycznej, przekształcamy równanie macierzowe (5.41) do postaci:

$$[A]^T \cdot [Z] = [A]^T \cdot [A] \cdot [F]$$

$$[F] = [A]^T \cdot [Z] , \qquad (5.42)$$

czyli

$$F_1 = a_{11}Z_1 + a_{21}Z_2 + \ldots + a_{n1}Z_n$$

$$F_2 = a_{12}Z_1 + a_{22}Z_2 + \ldots + a_{n2}Z_n$$

$$\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots$$

$$\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots$$

$$F_m = a_{1m}Z_1 + a_{2m}Z_2 + \ldots + a_{nm}Z_n$$

Otrzymujemy w ten sposób zmienną syntetyczną będącą kombinacją zmiennych objaśniających.
Do realizacji wybrano analizę czynnikową i dla tej metody uruchomiono program obliczeniowy.
Zbudowane modele poddane zostały statystycznej weryfikacji, polegającej na:

- analizie merytorycznej ocen b_i uzyskanych dla poszczególnych x_i,
- analizie wielkości błędów standardowych σ ocen parametrów,
- analizie dopasowania modelu do danych empirycznych,
- analizie prawidłowości zastosowanej metody estymacji.

5.1.3. Ustalenie związków korelacyjnych pomiędzy zmiennymi opisującymi przyczyny i skutki tępnięcia

Podstawowe źródło informacji analitycznych stanowiły Karty Katalogowe Tępań [197].
Do analizy wykorzystano 152 karty katalogowe, na podstawie których opracowano zbiór informacji przedstawiony w tablicy 5.2.

Zmienne opisujące tępania stanowiły parametry górniczo-geologiczne, takie jak:

H - głębokość wystąpienia skutków tępnięcia,
k_H - odległość frontu eksploatacji od krawędzi eksploatacji,
L_s - odległość miejsca tępnięcia od frontu eksploatacyjnego w tym samym pokładzie,
α - kęt nachylenia pokładu,
R_{ST} - średnia wytrzymałość skał stropowych,
R_{SP} - średnia wytrzymałość skał spągowych,
M - grubość pokładu węgla,

M_w - grubość wybieranej warstwy,
S - szerokość wyrobiska,
P_o - podporność obudowy.

Zmienne charakteryzujące skutki tąpnięcia stanowiły:

E - energia wstrząsu,
O - objętość wyrzuconej skały.

Należy zaznaczyć, że informacje, które można pozyskać z kart katalogowych, nie są informacjami pełnymi i dokładnymi dla celów precyzyjnego wnioskowania statystycznego.

Analiza związków korelacyjnych pomiędzy zmiennymi górniczo-geologicznymi opracowanymi na podstawie kart katalogowych tąpań a zmiennymi charakteryzującymi skutki tąpnięcia ma na celu wskazanie zmiennych istotnych oraz wyznaczenie stopnia istotności zmiennych górniczo-geologicznych do opisu i wyjaśnienia zmiennych opisujących skutki tąpnięcia.

Zbiór zmiennych opisujących skutki tąpnięcia w pierwszym etapie analizy stanowiły:

- energia wstrząsu - E,
- objętość przemieszczanej skały,
- zmienna zagregowana utworzona z energii i objętości przemieszczonej skały. Zmienną tę utworzono wg formuły

$$EO = \sqrt{E^2 + O^2},$$

Przed zastosowaniem formuły agregującej zmienne podlegające agregacji zostały zestandaryzowane celem eliminacji jednostek miary.

W tablicach 5.3, 5.4, 5.5 i 5.6 zestawiono współczynniki korelacji pomiędzy zmiennymi opisującymi warunki tąpnięcia a zmiennymi opisującymi jego skutki.

5.1.4. Wykorzystanie analizy wariancji do ustalenia zbioru zmiennych istotnych w ocenie zagrożenia tąpaniami

Wprowadzenie analizy wariancji do analizy związków pomiędzy zmiennymi opisującymi tąpnięcia a liczbą tąpnięć ma na celu rozszerzenie wyjściowego zbioru zmiennych o zmienne zagregowane uwzględniające interakcje pomiędzy nimi. Nie bez znaczenia jest również określenie istotności wpływu analizowanych zmiennych na zmienną objaśnianą. W tym etapie analizy zmienną objaśnianą była liczba tąpnięć. Zgodnie z wymaganiami analizy wariancji dla każdej zmiennej określono liczbę i zakres przedziałów liczbowych. Zasada ustalania przedziałów liczbowych podana jest w opracowaniu [17].

Ustalenie liczby przedziałów stanowi kompromis pomiędzy ich liczbą i liczbą zmiennych. Kompromis ten był wymuszony przede wszystkim liczbą kart katalogowych tąpnięć i pojemnością pamięci maszyny cyfrowej.

Tablica 5.2

Charakterystyka zbioru zmiennych opisujących zjawisko tąpnięcia opracowanego na podstawie kart katalogowych tąpań

Lp.	Symbol	Nazwa	Sposób pomiaru	Jednostka miary	Charakterystyka statystyczna			
					wielkość minimalna	wielkość średnia	wielkość maksymalna	wariancja
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	H	Głębokość występienia skutków tąpnięcia	Bezpośredni odczyt z karty katalogowej	m	500	722	880	8075
2	k_H	Odległość frontu eksploatacji od krawędzi eksploatacyjnej	$k_H = \sum_{i=1}^{n} l_i$ l_i - odległość od i-tej krawędzi	m^{-1}	0	0,2798	1,221	0,1588
3	L_s	Odległość miejsca tąpnięcia od frontu eksploatacyjnego	Bezpośredni odczyt z karty katalogowej	m	0	47,45	300	3653,5
4	α	Kąt nachylenia pokładu	Bezpośredni odczyt z karty katalogowej	stopnie	0	8,07	40	42,77
5	R_{ST}	Średnia wytrzymałość skał stropowych	Odczyt z karty katalogowej $R_{ST} = \frac{\sum_{i=1}^{m} R_{STi} \cdot g_{wi}}{\sum_{i=1}^{m} g_{wi}}$	MPa				

cd tablicy 5.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
			gdzie:					
			g_{wi} - grubość i-tej warstwy					
			m - liczba warstw		30,4	53,0	70,0	66,51
6	R_{SP}	Średnia wytrzymałość skał spągowych	jak wyżej	MPA	10	29,8	65	403,55
7	M	Grubość pokładu węgle	Bezpośredni odczyt	m	1,35	6,8	40	27,82
8	M_w	Grubość wybieranej warstwy	Bezpośredni odczyt	m	0	2,75	4,4	0,8915
9	S	Szerokość wyrobiska	Bezpośredni odczyt	m	2,5	4,4563	8,6	0,7307
10	P_o	Podporność obudowy	Dane katalogowe	kN/m^2	143	243,02	715	19739
11	E	Energia wstrząsu	Bezpośredni odczyt	J	9.10^3	25401.10^4	8.10^9	17342.10^{14}
12	O	Objętość wyrzuconej skały	Bezpośredni odczyt	m^3	0	421,86	2646	16.10^4
13	EO	Zmienna zagregowana	$EO = \sqrt{E^2 \cdot O^2}$	J. niemianowana	0.10^3	25104.10^4	8.10^9	$1,7.10^{18}$

Tablica 5.3

Macierz współczynników korelacji pomiędzy zmiennymi opisującymi warunki górniczo-geologiczne a energią wstrząsu E

Typ zależności	e^{-ax}	$a\,x^b$	x^2	x^3	$1/x$	$1/x^2$	$1/x^3$	x
	0,065	-0,113	0,125	0,126	-0,040	-0,049	-0,055	0,123
k_H	0,164	0,136	0,056	0,056	-0,041	-0,071	-0,069	0,059
L_e	0,139	0,220	-0,062	-0,059	0,048	-0,021	-0,046	-0,062
α	0,205	0,103	0,094	0,060	0,178	0,186	0,177	0,112
R_{ST}	-0,114	0,015	-0,163	-0,147	0,307	0,339	0,366	-0,183
R_{SP}	-0,097	-0,172	-0,149	-0,128	0,231	0,235	0,236	-0,169
M	0,119	0,130	-0,010	-0,021	-0,105	-0,108	-0,097	0,029
M_w	-0,116	-0,351	-0,110	-0,121	0,078	0,051	0,028	-0,073
S	0,013	0,409	0,043	0,029	-0,171	-0,143	-0,119	0,054
P_o	0,025	0,672	0,104	0,108	-0,467	-0,382	-0,324	0,094

Tablica 5.4

Macierz współczynników korelacji pomiędzy zmiennymi opisującymi warunki górniczo-geologiczne a objętością wyrzuconej skały O

Typ zależności	e^{-ax}	$a\,x^b$	x^2	x^3	$1/x$	$1/x^2$	$1/x^3$	x
	0,134	-0,164	0,130	0,133	0,115	0,109	0,101	0,125
k_H	0,106	0,073	0,134	0,114	-0,119	-0,114	-0,122	0,137
L_s	0,285	0,358	0,131	-0,039	-0,228	-0,208	-0,183	0,184
α	0,023	-0,029	-0,058	0,050	0,028	-0,012	-0,039	-0,056
R_{ST}	-0,087	0,100	-0,028	-0,020	-0,103	-0,088	-0,076	-0,033
R_{SP}	-0,041	-0,137	-0,072	-0,100	0,126	0,120	0,119	0,045
M	0,262	0,341	-0,252	-0,250	-0,140	-0,061	-0,027	0,226
M_w	0,040	0,268	0,014	0,019	-0,059	-0,060	-0,062	-0,064
S	0,318	0,525	0,137	0,098	-0,212	-0,213	-0,213	0,170
P_o	-0,125	0,139	-0,152	-0,149	0,020	-0,026	-0,033	-0,150

Tablica 5.5

Macierz współczynników korelacji pomiędzy analizowanymi zmiennymi a prawdopodobieństwem wystąpienia tąpnięcia

Typ zależności	x	x^2	x^3	$1/x$	$1/x^2$	$1/x^3$	e^{ax}	ax^b
Z_2	0,339	0,327	0,314	0,356	0,360	0,362	0,427	0,430
k_H	-0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	0,380	-0,527	-0,527
L_s	-0,311	0,311	0,311	-0,311	0,311	0,311	-0,082	0,082
S	0,038	0,006	0,050	0,119	0,152	0,178	-0,057	0,090
$P = k_H.S$	0,326	-0,311	-0,295	0,279	0,207	0,136	-0,448	0,485
$R = Z_2.k_H.L_s$	-0,316	0,250	-0,216	0,401	0,324	0,246	-0,168	-0,324
$W = k_H.L_s.S$	-0,326	-0,260	-0,235	0,471	0,414	0,347	-0,229	-0,361

Tablica 5.6

Macierz współczynników korelacji pomiędzy zmiennymi opisującymi warunki tępnięcia a zmienną zagregowaną EO

Typ zależności	e^{-ax}	ax^b	x^2	x^3	$1/x$	$1/x^2$	$1/x^3$	x
	0,065	-0,113	0,125	0,126	-0,040	-0,049	-0,056	0,123
k_H	0,164	0,136	0,056	0,056	-0,041	-0,071	-0,069	0,059
L_s	0,139	0,220	-0,059	-0,043	0,048	-0,021	-0,046	-0,062
α	0,204	0,103	0,094	0,060	0,178	0,186	0,177	0,112
R_{ST}	-0,114	0,015	-0,163	-0,147	0,307	0,339	0,366	-0,183
R_{SP}	-0,097	-0,172	-0,149	-0,128	0,231	0,235	0,236	0,169
M	0,119	0,130	-0,010	-0,021	-0,105	-0,108	-0,097	0,029
M_w	-0,116	-0,033	-0,014	-0,014	0,078	0,051	0,028	-0,073
S	0,013	0,351	0,137	0,098	-0,171	-0,143	-0,119	0,054
P_o	0,025	0,409	-0,152	-0,149	-0,467	0,382	0,324	0,094

Wejściowy zbiór zmiennych został ograniczony do czterech zmiennych. Spośród zmiennych pierwotnych wybrano te, które w konkretnej sytuacji górniczej mają charakter statyczny i utworzono z nich zmienną zagregowaną Z_2.

Zmienną zagregowaną Z_2 stanowiły:

H - głębokość występowania skutków tąpnięcia,
α - kąt nachylenia pokładu,
R_{ST} - średnia wytrzymałość skał stropowych,
R_{SP} - średnia wytrzymałość skał spągowych,
M_w - grubość pokładu węgla,
P_o - podporność obudowy,

$$Z_2 = \sqrt{H^2 + \alpha^2 + R_{ST}^2 + R_{SP}^2 + M^2 + M_w^2 + P_o^2} \qquad (5.44)$$

Zbiór zmiennych w analizie wariancji stanowiły zatem:

Z_2 - zmienna zagregowana,
k_H - odległość od krawędzi eksploatacyjnej,
L_e - odległość od frontu eksploatacyjnego,
S - szerokość wyrobiska.

Zmienną analizowaną stanowiła liczba tąpnięć L_T. Przyjęte przedziały dla poszczególnych zmiennych przedstawiają się następująco:

1) dla zmiennej Z_2

- przedział 1 zawiera się w granicach (500-600)
- przedział 2 zawiera się w granicach (601-700)
- przedział 3 zawiera się w granicach (701-800)
- przedział 4 zawiera się w granicach (801-1000);

2) dla zmiennej k_H

- przedział 1 zawiera się w granicach (0-0,4)
- przedział 2 zawiera się w granicach (0,41-1);

3) dla zmiennej L_s

- przedział 1 zawiera się w granicach (0-60)
- przedział 2 zawiera się w granicach (61-180);

4) dla zmiennej S

- przedział 1 zawiera się w granicach (2-4)
- przedział 2 zawiera się w granicach (4,1-5)
- przedział 3 zawiera się w granicach (5,1-6).

Liczbę tąpnięć dla poszczególnych kombinacji analizowanych przedziałów zmiennych przedstawia tablica 5.8.
Wyniki analizy wariancji zestawiono w tablicy 5.7.

Tablica 5.7

Zestawienie wyników analizy wariancji

	S_w^2	d_w	V_w	F_w	$F_w = 0,05$
Z_2	2,417	3	0,806	4,30	2,64
k_H	0,417	1	0,417	2,22	3,88
L_e	0,017	1	0,017	0,09	3,88
S	1,300	2	0,650	3,47	3,04
$Z_2 \cdot k_H$	1,217	3	0,406	2,16	2,07
$Z_2 \cdot L_e$	1,150	3	0,050	0,27	2,07
$Z_2 \cdot S$	0,233	6	0,039	0,21	2,14
$k_H \cdot L_e$	0,417	1	0,417	2,22	3,89
$k_H \cdot S$	1,733	2	0,867	4,62	3,04
$L_e \cdot S$	0,333	2	0,167	0,09	3,04
$Z_2 \cdot k_H \cdot L_e$	2,950	3	0,983	5,24	2,65
$Z_2 \cdot k_H \cdot S$	0,933	6	0,156	0,83	2,14
$Z_e \cdot L_e \cdot S$	0,700	6	0,117	0,62	2,14
$k_H \cdot L_e \cdot S$	2,233	2	0,117	5,96	3,04
$Z_2 \cdot k_H \cdot L_e \cdot S$	1,900	6	0,317	1,69	2,14

Tablica 5.8

Liczba tępnięć dla poszczególnych kombinacji analizowanych przedziałów zmiennych

Lp.	Numer przedziałów Z_2	Numer przedziałów k_H	Numer przedziałów L_e	Numer przedziałów S	Liczba tępnięć
1	2	3	4	5	6
1	1	1	1	1	2
2	1	1	1	2	4
3	1	1	1	3	0
4	1	1	2	1	0
5	1	1	2	2	1
6	1	1	2	3	0
7	1	2	1	1	0
8	1	2	1	2	0
9	1	2	1	3	0

cd. tablicy 5.8

1	2	3	4	5	6
10	1	2	2	1	0
11	1	2	2	2	1
12	1	2	2	3	0
13	2	1	1	1	0
14	2	1	1	2	7
15	2	1	1	3	2
16	2	1	2	1	0
17	2	1	2	2	6
18	2	1	2	3	0
19	2	2	1	1	1
20	2	2	1	2	1
21	2	2	1	3	1
22	2	2	2	1	0
23	2	2	2	2	2
24	2	2	2	3	0
25	3	1	1	1	5
26	3	1	1	2	12
27	3	1	1	3	5
28	3	1	2	1	0
29	3	1	2	2	6
30	3	1	2	3	1
31	3	2	1	1	1
32	3	2	1	2	6
33	3	2	1	3	2
34	3	2	2	1	0
35	3	2	2	2	4
36	3	2	2	3	0
37	4	1	1	1	9
38	4	1	1	2	9
39	4	1	1	3	5
40	4	1	2	1	0
41	4	1	2	2	8
42	4	1	2	3	0
43	4	2	1	1	1
44	4	2	1	2	4
45	4	2	1	3	0
46	4	2	2	1	0
47	4	2	2	2	3
48	4	2	2	3	0

W wyniku przeprowadzonej analizy wariancji za istotne uznano oddziaływanie następujących czynników, dla których

	$F_w > F_{kr}$	dla	α	= 0,05
Z_2	F_w = 3,47		F_{kr}	= 3,04
S	F_w = 4,30		F_{kr}	= 2,64
$k_H \cdot S$	F_w = 4,62		F_{kr}	= 3,04
$Z_2 \cdot k_H \cdot L_s$	F_w = 5,24		F_{kr}	= 2,65
$k_H \cdot L_s \cdot S$	F_w = 5,96		F_{kr}	= 3,04

(5.45)

W dalszych obliczeniach zrezygnowano z uwzględnienia tych interakcji, przy których zmienne pierwotne wnosiły więcej informacji niż zmienna utworzona z interakcji pomiędzy zmiennymi pierwotnymi.

5.1.5. Budowa funkcji regresji liczby tąpnięć L_T

Wyniki analizy wariancji zostały wykorzystane do budowy funkcji regresji zmiennej L_T, a konkretnie do ustalenia zbioru zmiennych objaśniających. Zgodnie z wymogami budowy funkcji regresji do modeli mogą wejść te zmienne, które są istotnie skorelowane (na poziomie α = 0,05) ze zmienną L_T.

Celem uproszczenia prezentacji wyników obliczeń zmienne objaśniające utworzone z interakcji pomiędzy zmiennymi pierwotnymi oznaczono symbolami:

$k_H \cdot S$ - P
$Z_2 \cdot k_H \cdot S$ - R
$k_H \cdot L_s \cdot S$ - W

W wyniku przeprowadzonych obliczeń otrzymano następujące funkcje regresji:

$$L_{T(1)} = 0{,}6 \cdot 10^{-6} Z_2^{2{,}191} + 3{,}627\, k_H^{-0{,}707} - 9{,}56\, P^{-0{,}6356} - 32996\, R^{-1} + 427{,}3\, W^{-1} - 2835{,}9\, W^{-2} - 1{,}721$$

$$L_{T(2)} = 1{,}3 \cdot 10^{-6} Z_2^{2{,}191} + 89{,}14\, W^{-1} - 1{,}62 \qquad (5.46)$$

$$L_{T(3)} = 7{,}9 \cdot 10^{-7} Z_2 + 1{,}25\, k_H^{-0{,}707} - 0{,}016\, L_s - 4{,}705$$

$$L_{T(4)} = 1{,}3 \cdot 10^{-6} Z_2^{2{,}191} + 1{,}25\, k_H^{-0{,}707} - 0{,}016\, L_s - 1{,}562$$

Dokładność dopasowania prezentowanych modeli obrazuje tablica 5.9.

Tablica 5.9

	R	Błąd resztowy	ESS
$L_{T(1)}$	0,808	2,41	237,2
$L_{T(2)}$	0,756	2,55	292,6
$L_{T(3)}$	0,768	2,52	280,2
$L_{T(4)}$	0,757	2,54	292,0

gdzie:

ESS - suma kwadratów odchyleń od równania regresji,

R - współczynnik korelacji wielorakiej.

Przy budowie modelu liczby tępnięć wykorzystano macierz współczynników korelacji liniowych i nieliniowych pomiędzy zmiennymi ustalonymi w analizie wariancji zawartych w tablicy 5.9.

Prezentowane równania liczby tępnięć zostały wykorzystane do graficznej ilustracji przebiegu zależności pomiędzy liczbą tępnięć a zmiennymi występującymi w równaniach, co obrazują rysunki 5.3 do 5.8.

Przeprowadzona analiza wariancji wykazała, że statystycznie istotny wpływ na liczbę tępań wywierają nowe zmienne zagregowane utworzone z iloczynów zmiennych pierwotnych, tj. $Z_2 \cdot k_H \cdot L_s$ i $k_H \cdot L_s \cdot S$.

Przyjmując iloczynową formę nowej zmiennej, oszacowano parametry równania regresji zmiennej L_T jako funkcji iloczynu tych zmiennych.

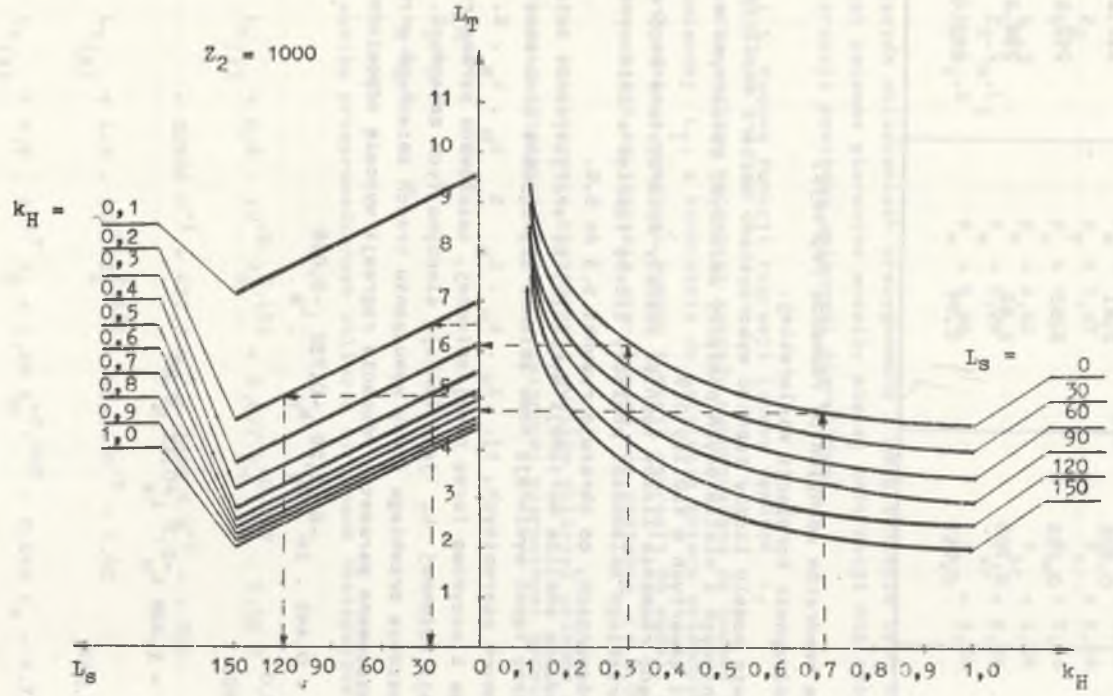
Przy wymuszonym przebiegu (przy wymuszeniu trzech zmiennych w równaniu regresji) oszacowane parametry równania regresji wynoszą odpowiednio:

$$L_{T(5)} = 0{,}445 \cdot 10^{-6} Z_2^{2,29} k_H^{-0,732} L_s^{-0,038}$$

$$R = 0{,}696$$

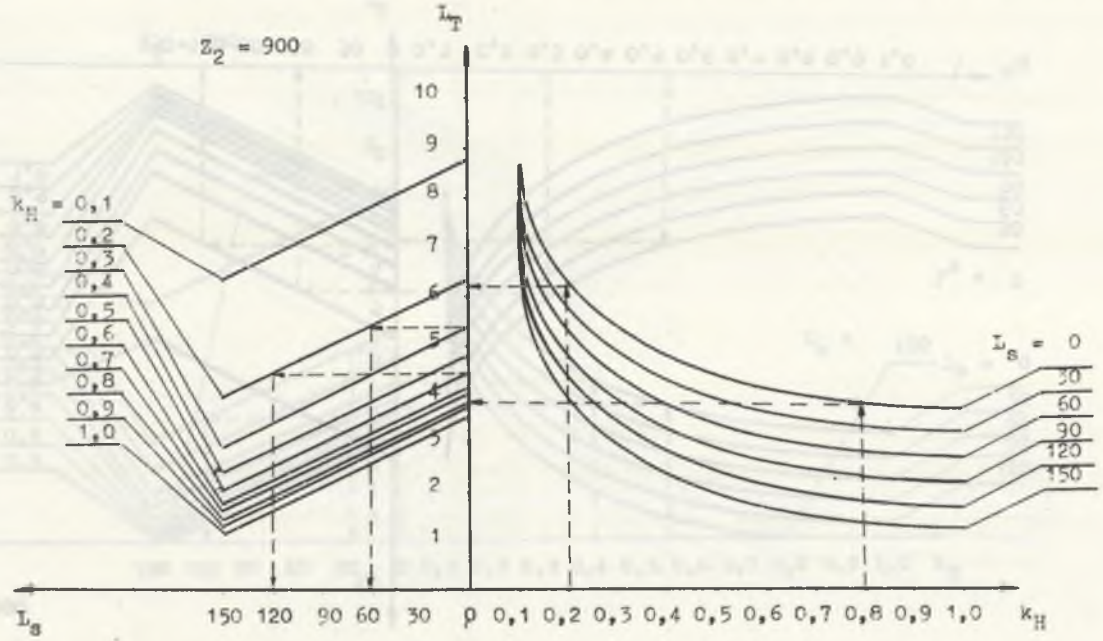
$$L_{T(6)} = 1{,}485\, k_H^{-0,7} L_s^{-0,11} S^{0,25}$$

$$R = 0{,}537 \qquad (5.47)$$



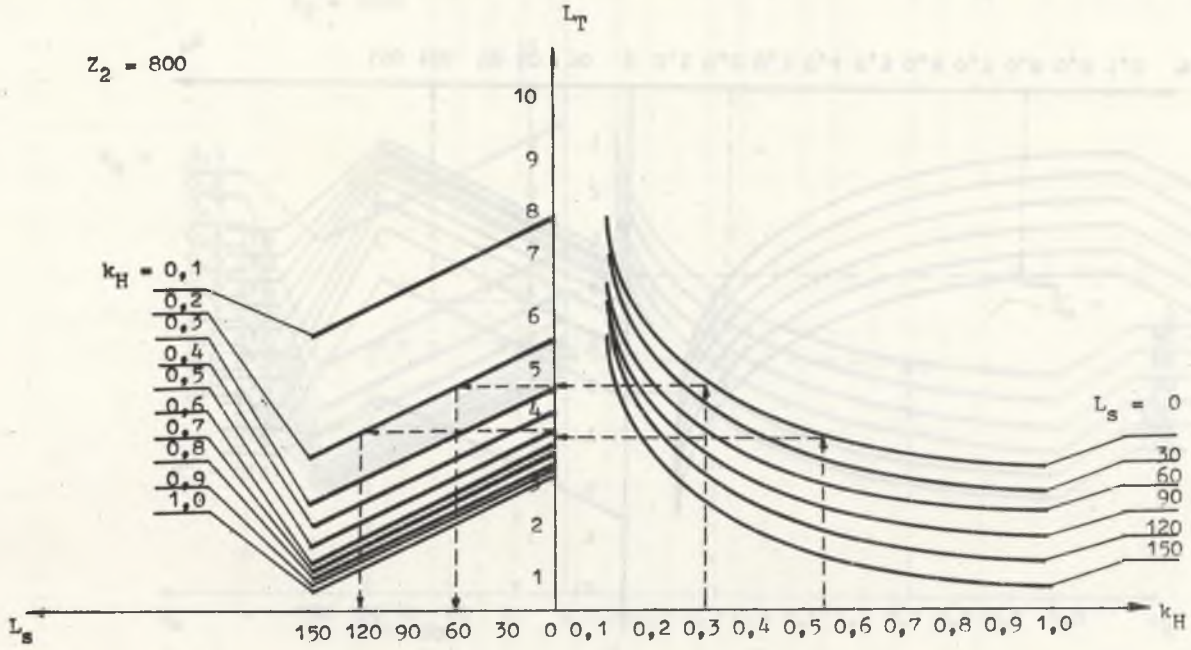
Rys. 5.3. Wykres zależności pomiędzy liczbą tąpań a odległością od krawędzi eksploatacyjnych k_H i odległością od frontu eksploatacyjnego L_s dla Z_2 = 1000

Fig. 5.3. Diagram of the dependence between the number of crumpings and the distance from the mining edges k_H and the distance from the mining front L_s for Z_2 = 1000



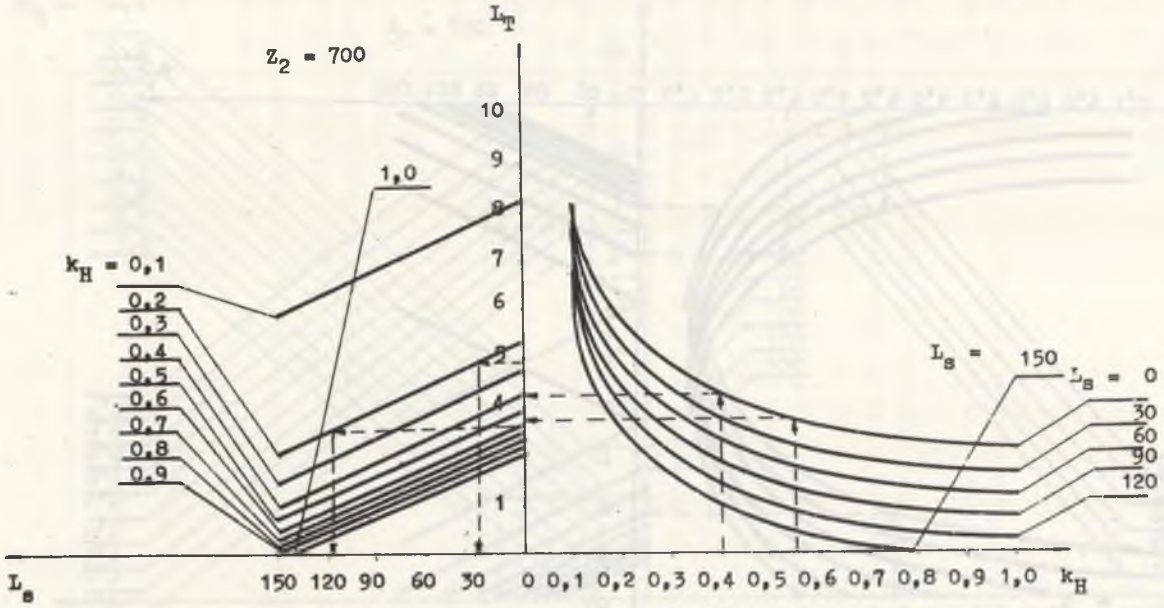
Rys. 5.4. Wykres zależności pomiędzy liczbą tąpań a odległością od krawędzi eksploatacyjnych k_H i odległością od frontu eksploatacyjnego dla Z_2 = 900

Fig. 5.4. Diagram of the dependences between the number of crumpings and the distance from the mining edges k_H and the distance from the mining front for Z_2 = 900



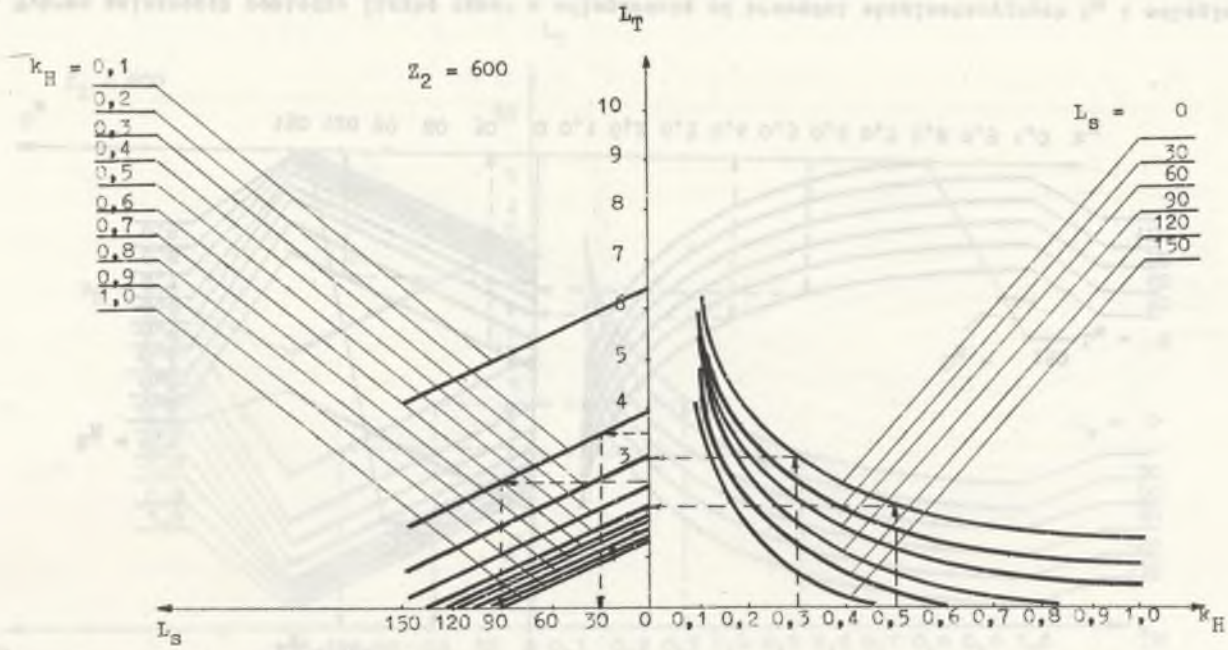
Rys. 5.5. Wykres zależności pomiędzy liczbą tępań a odległością od krawędzi eksploatacyjnych k_H i odległością od frontu eksploatacyjnego L_s dla Z_2 = 800

Fig. 5.5. Diagram of the dependences between the number of crumpings and the distance from the mining edges k_H and the distance from the mining front L_s for Z_2 = 800



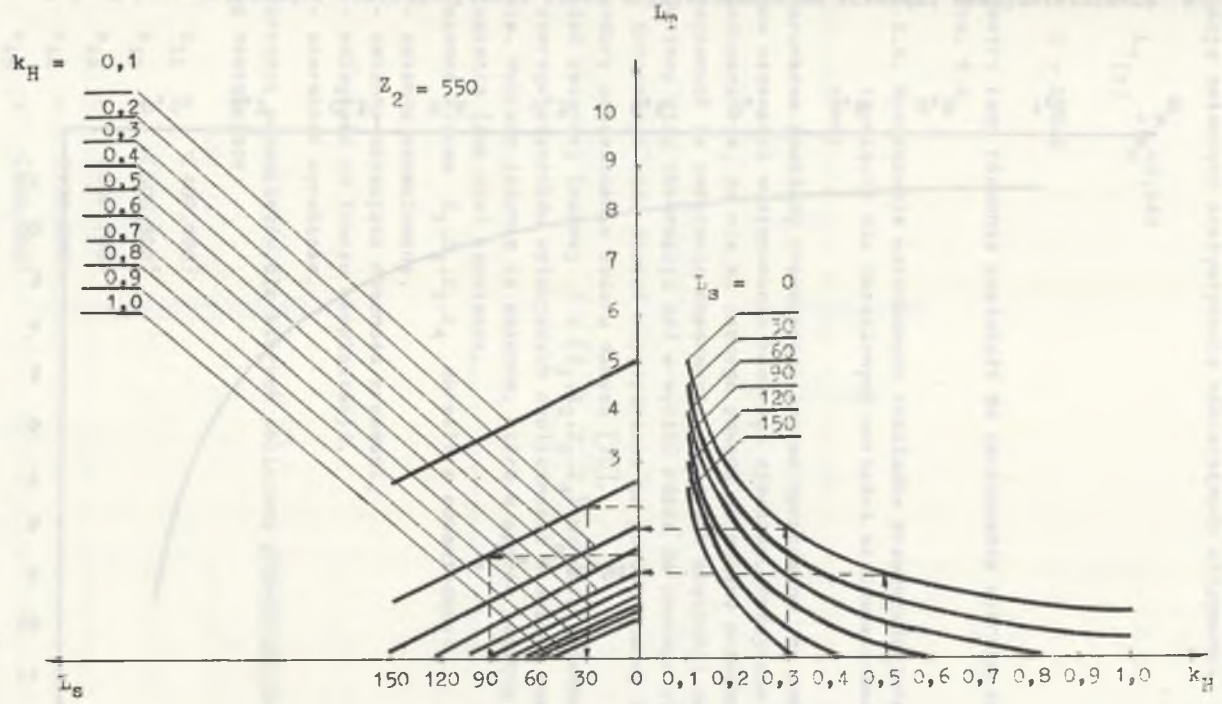
Rys. 5.6. Wykres zależności pomiędzy liczbą tąpań a odległością od krawędzi eksploatacyjnych k_H i odległością od frontu eksploatacyjnego L_s dla Z_2 = 700

Fig. 5.6. Diagram of the dependences between the number of crumpings and the distance from the mining edges k_H and the distance from the mining front L_s for Z_2 = 700



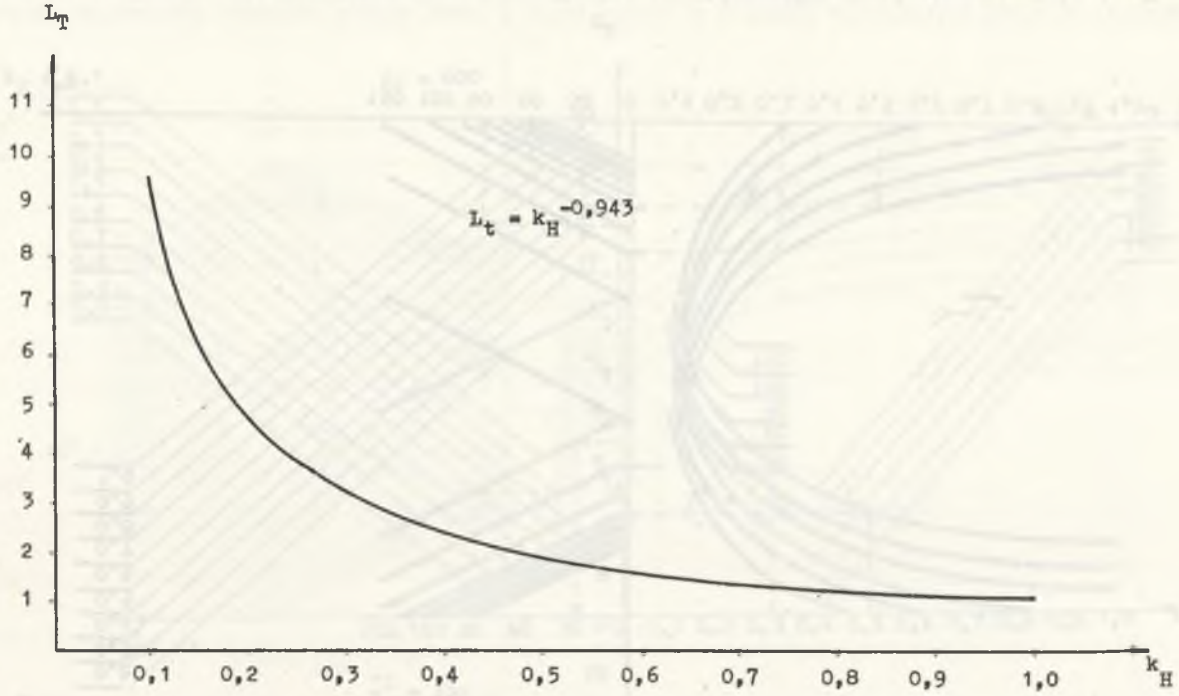
Rys. 5.7. Wykres zależności pomiędzy liczbą tąpań a odległością od krawędzi eksploatacyjnych k_H i odległością od frontu eksploatacyjnego L_s dla Z_2 = 600

Fig. 5.7. Diagram of the dependences between the number of crumpings and the distance from the mining edges k_H, and the distance from the mining front L_s for Z_2 = 600



Rys. 5.8. Wykres zależności pomiędzy liczbą tąpań a odległością od krawędzi eksploatacyjnych k_H i odległością od frontu eksploatacyjnego L_s dla Z_2 = 550

Fig. 5.8. Diagram of the dependences between the number of crumpings and the distance from the mining edges k_H, and the distance from the mining front L_s for Z_2 = 550



Rys. 5.9. Wykres zależności pomiędzy liczbą tąpań a odległością od krawędzi eksploatacyjnych k_H

Fig. 5.9. Diagram of the dependences between the number of crumpings and the distance from the mining edges k_H

Po oszacowaniu parametrów równania regresji zmiennej L_T z jednoczesną redukcją zmiennych statystycznie nieistotnych otrzymano:

$$L_{T(7)} = k_H^{-0,943}$$

$$R = 0,845$$

Parametry tego równania posłużyły do opracowania wykresu zaprezentowanego na rys. 5.9.

5.1.6. Wyznaczenie warunkowych rozkładów prawdopodobieństwa wystąpienia tąpnięcia dla określonych wartości wielowymiarowej zmiennej losowej

Warunkowe rozkłady prawdopodobieństwa opracowano na podstawie histogramów częstości występowania badanego zjawiska. Podejście takie jest uzasadnione tym, że nie ma żadnego powodu do zmiany prawdopodobieństw wyznaczonych na podstawie obserwacji odnośnych częstości nawet wówczas, gdyby inny ciąg obserwacji dał w wyniku różne do pewnego stopnia częstości Nowa informacja może zostać uwzględniona za pomocą znanej bayesowskiej procedury uzupełniania zbioru danych [70].
W skład zmiennej losowej $Z = \{Z_1, Z_2, Z_3, Z_4\}$ wchodzą zmienne wybrane spośród szeregu czynników opisujących okoliczności i skutki wystąpienia tąpnięcia. Wybrano jedynie te zmienne, które w sposób istotny wpływają na wystąpienie (lub nie) tąpnięcia.

Zmienne losowe Z_1, Z_2, Z_3, Z_4 określają odpowiednio:

Z_1 - zmienna skumulowana,
Z_2 - zmienna opisująca obecność krawędzi,
Z_3 - odległość od frontu eksploatacji,
Z_4 - szerokość wyrobiska.

Wartości przedziałów, dla których obliczono prawdopodobieństwa warunkowe są następujące:

$$\begin{aligned} z_{11} &\in \langle 400,500) \\ z_{12} &\in \langle 500,600) \\ z_{13} &\in \langle 600,700) \\ z_{14} &\in \langle 700,800) \\ z_{15} &\in \langle 800,900) \\ z_{16} &\in \langle 900,1000) \\ z_{21} &\in \langle 0; 0,4) \end{aligned} \qquad (5.48)$$

$$
\begin{aligned}
z_{22} &\in \langle 0{,}4;\ 0{,}7) \\
z_{23} &\in \langle 0{,}7;\ 1{,}0) \\
z_{41} &< 2{,}0 \\
z_{42} &\in \langle 2{,}0;\ 4{,}0) \\
z_{43} &\in \langle 4{,}0;\ 5{,}0) \\
z_{44} &\in \langle 5{,}0;\ 6{,}0) \\
z_{45} &\geqslant 6{,}0 \\
z_{31} &\in \langle 0{,}60) \\
z_{32} &\in \langle 60,\ 120) \\
z_{33} &\in \langle 120{,}180)
\end{aligned}
\qquad (5.48)
$$

Rysunki od 5.10 do 5.24 przedstawiają modele dyskretnych zmiennych losowych w postaci warunkowej funkcji masy prawdopodobieństwa.
Opracowano następujące modele:

$$
PZ_1 \mid [z_{21}, z_{31}, z_{41}]^{(z_1)} = P[Z_1 = z_1 \mid z_{21}, z_{31}, z_{41}] , \qquad (5.49)
$$

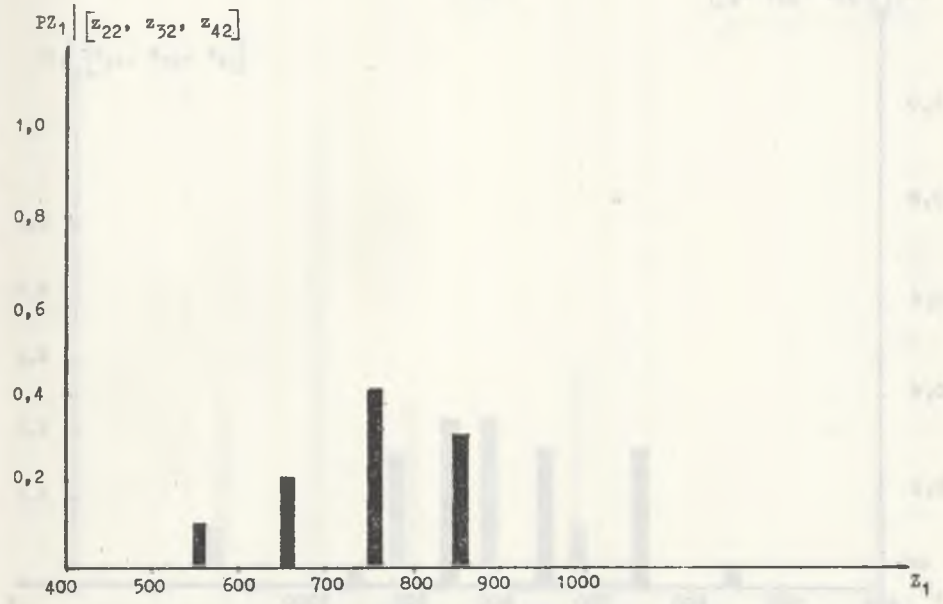
gdzie:

z_{21}, z_{31}, z_{41} - oznaczają wartości przedziałów przyjmowane odpowiednio przez zmienne losowe Z_2, Z_3, Z_4.

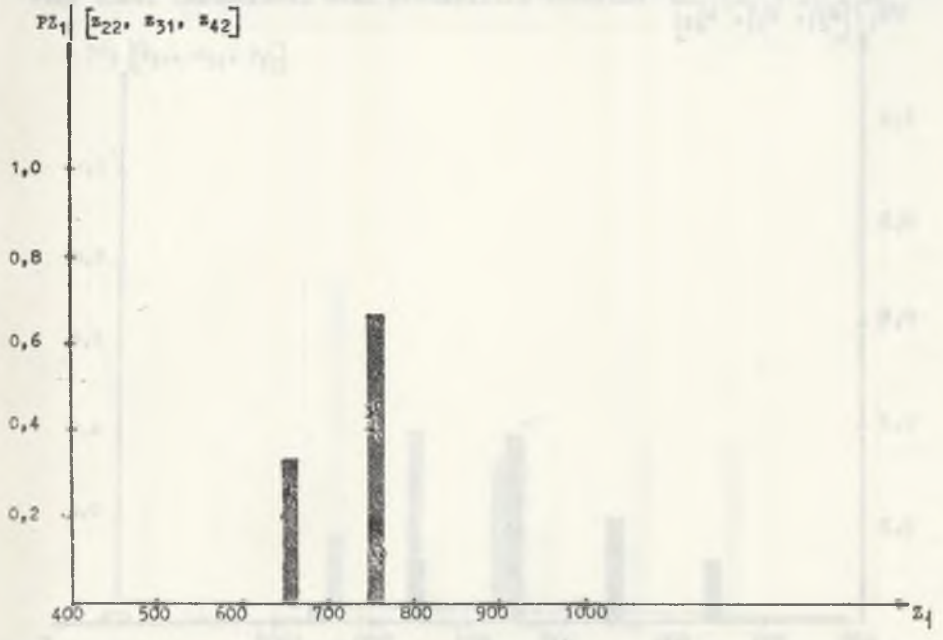
Model ten przedstawia warunkowy rozkład prawdopodobieństwa dla zmiennej Z_1 pod warunkiem że pozostałe zmienne losowe przyjmują wartości w określonych przedziałach.
Dalsze modele to:

$$
\begin{aligned}
PZ_1 \mid [z_{21}, z_{31}, z_{41}]^{(z_1)} &= P[Z_1 = z_1 \mid z_{21}, z_{31}, z_{41}] \\
PZ_1 \mid [z_{21}, z_{31}, z_{43}]^{(z_1)} &= P[Z_1 = z_1 \mid z_{21}, z_{31}, z_{43}] \\
PZ_1 \mid [z_{22}, z_{31}, z_{42}]^{(z_1)} &= P[Z_1 = z_1 \mid z_{22}, z_{31}, z_{42}] \\
PZ_1 \mid [z_{22}, z_{32}, z_{42}]^{(z_1)} &= P[Z_1 = z_1 \mid z_{22}, z_{32}, z_{42}]
\end{aligned}
\qquad (5.50)
$$

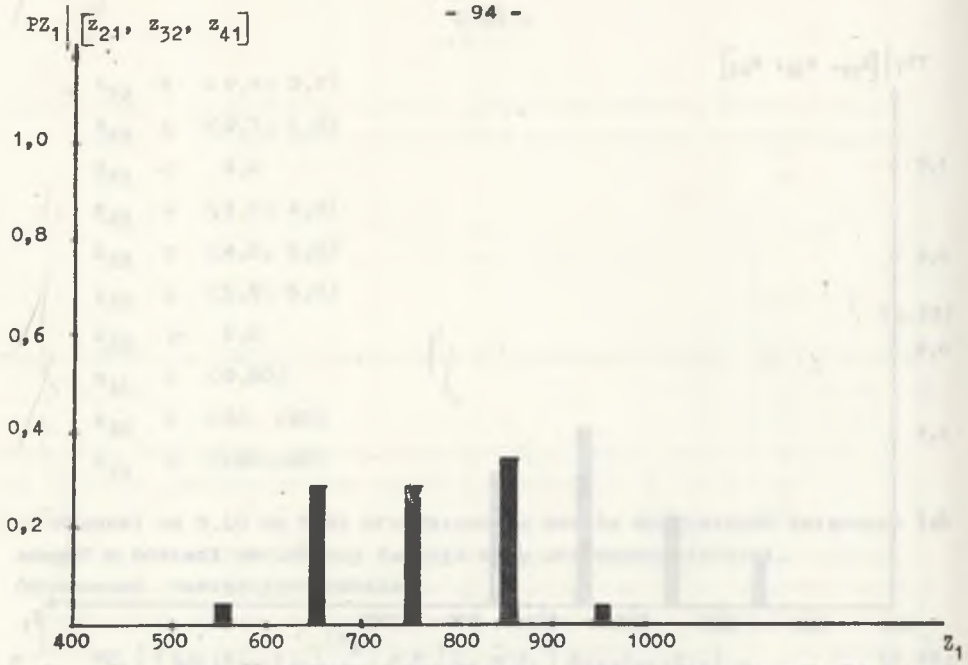
Modele te przedstawiają warunkowe rozkłady prawdopodobieństwa zmiennej losowej Z_1, pod warunkiem że pozostałe zmienne losowe przyjmują wartości określone przez indeks tych zmiennych, np.: $Z_2 = z_{21}$, $Z_3 = z_{31}$, $Z_4 = z_{42}$ dla drugiego modelu.



Rys. 5.10. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_1 \mid [z_{22}, z_{32}, z_{42}]$
Fig. 5.10. Conditional mass probability function $PZ_1 \mid [z_{22}, z_{32}, z_{42}]$

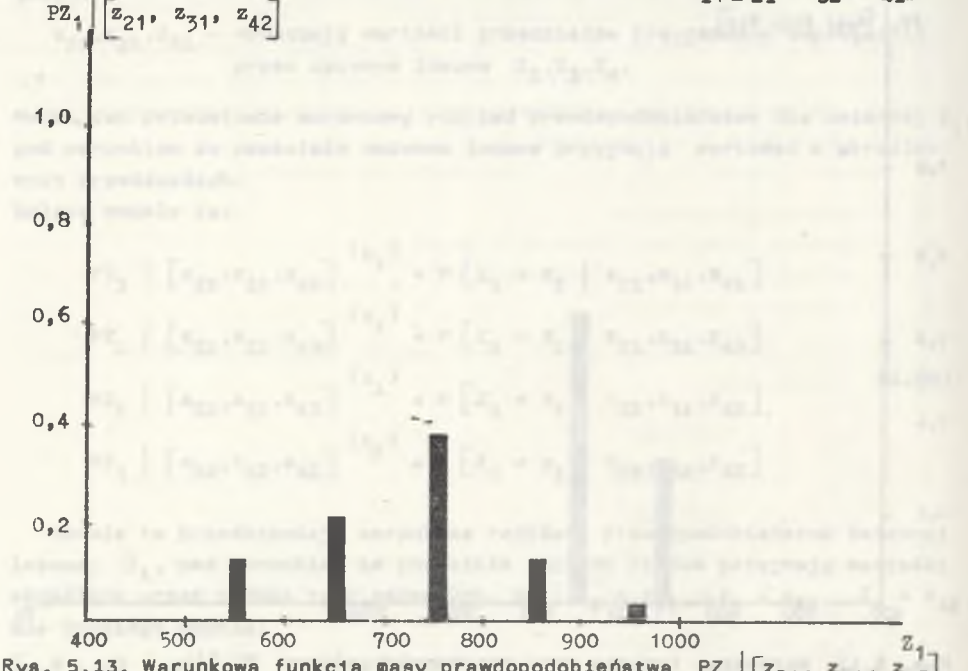


Rys. 5.11. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_1 \mid [z_{22}, z_{31}, z_{42}]$
Fig. 5.11. Conditional mass probability function $PZ_1 \mid [z_{22}, z_{31}, z_{42}]$



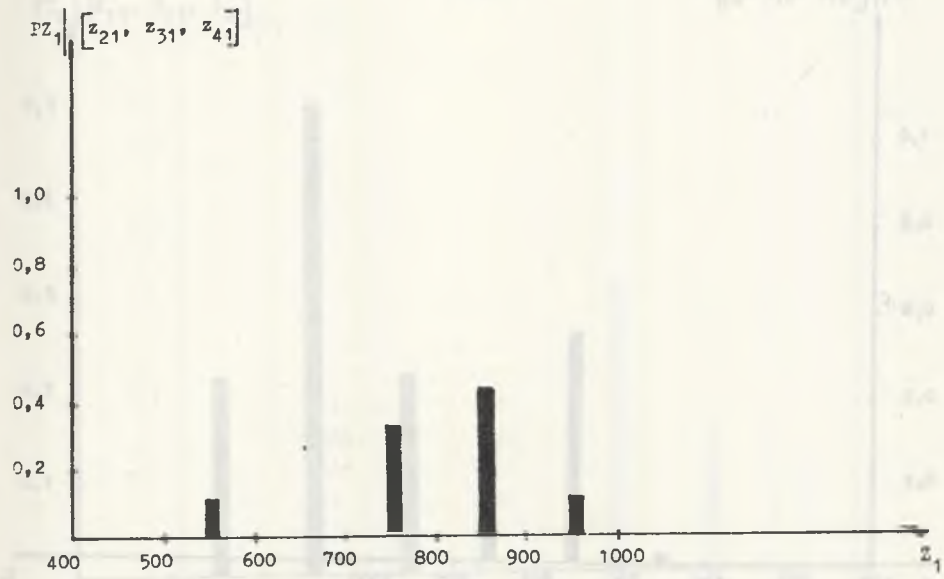
Rys. 5.12. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_1 | [z_{21}, z_{32}, z_{41}]$

Fig. 5.12. Conditional mass probability function $PZ_1 | [z_{21}, z_{32}, z_{41}]$

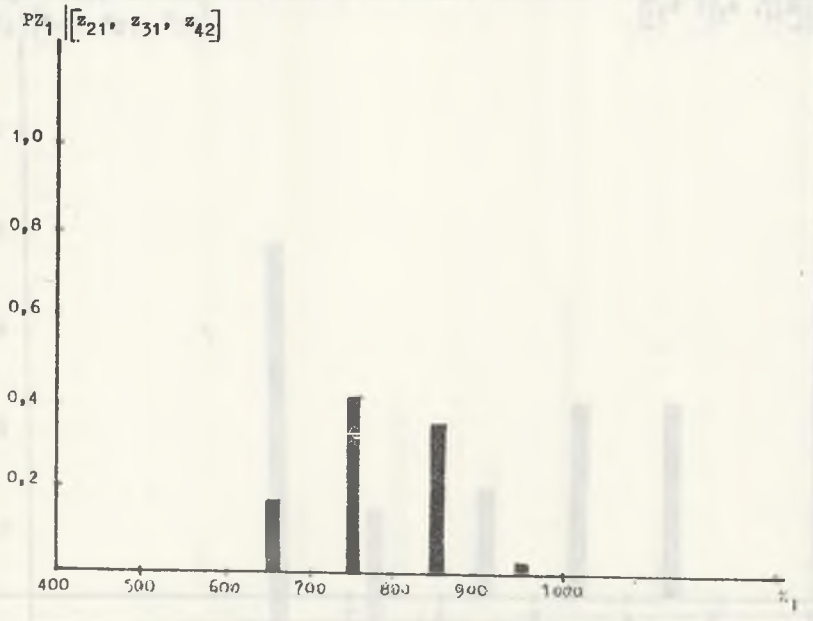


Rys. 5.13. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_1 | [z_{21}, z_{31}, z_{42}]$

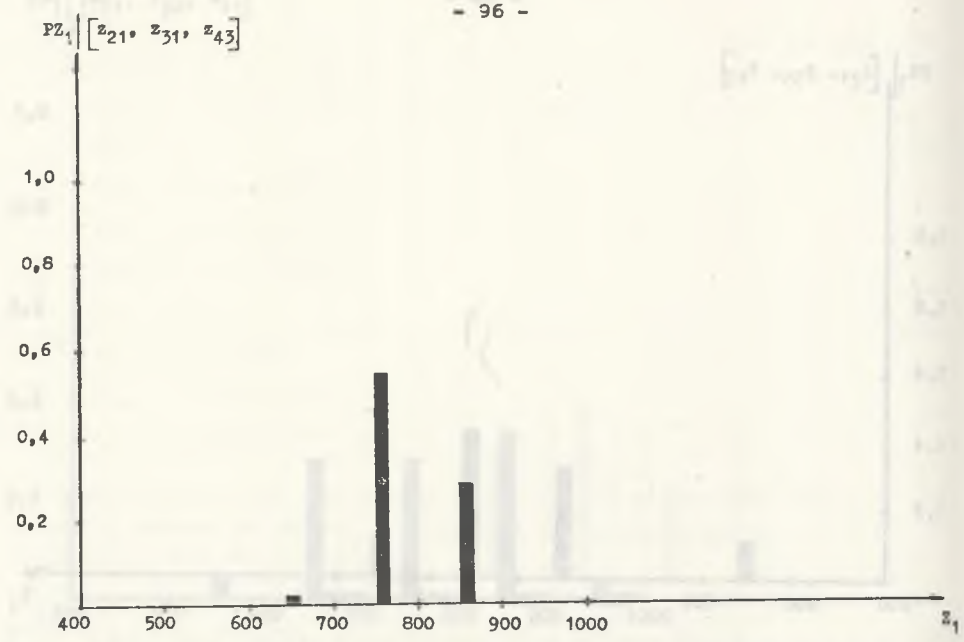
Fig. 5.13. Conditional mass probability function $PZ_1 | [z_{21}, z_{31}, z_{42}]$



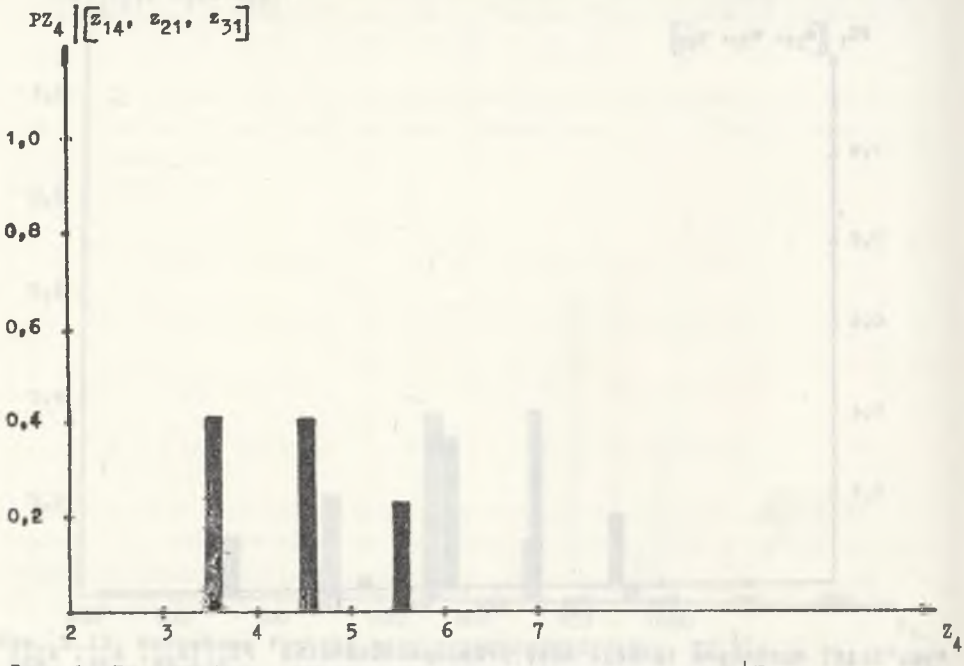
Rys. 5.14. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_1 | [z_{21}, z_{31}, z_{41}]$
Fig. 5.14. Conditional mass probability function $PZ_1 | [z_{21}, z_{31}, z_{41}]$



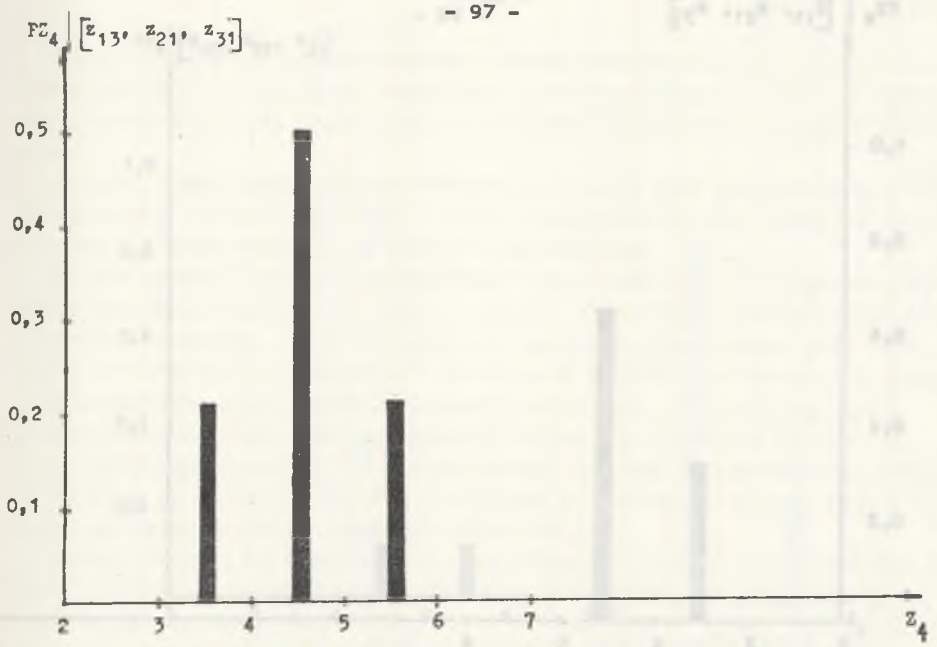
Rys. 5.15. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_1 | [z_{21}, z_{31}, z_{42}]$
Fig. 5.15. Conditional mass probability function $PZ_1 | [z_{21}, z_{31}, z_{42}]$



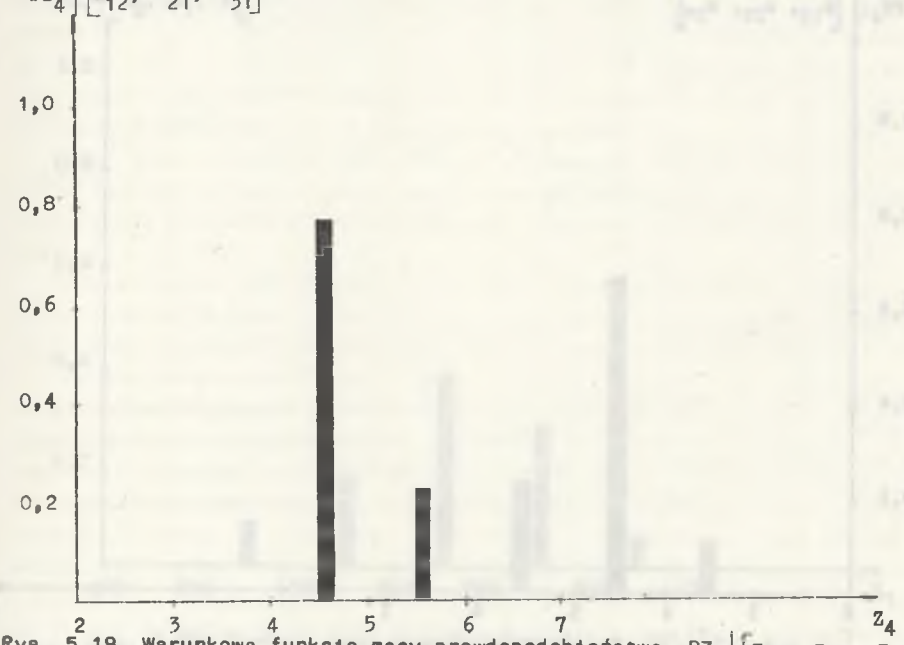
Rys. 5.16. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_1|[z_{21}, z_{31}, z_{42}]$
Fig. 5.16. Conditional mass probability function $PZ_1|[z_{21}, z_{31}, z_{42}]$



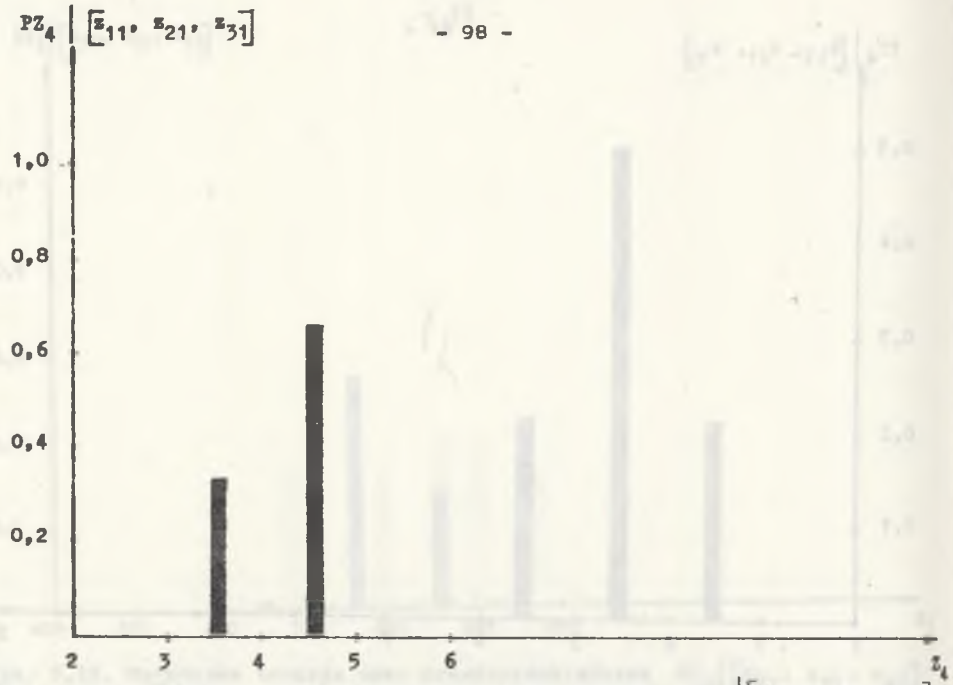
Rys. 5.17. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_4|[z_{14}, z_{21}, z_{31}]$
Fig. 5.17. Conditional mass probability function $PZ_4|[z_{14}, z_{21}, z_{31}]$



Rys. 5.18. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_4 \mid [z_{13}, z_{21}, z_{31}]$
Fig. 5.18. Conditional mass probability function $PZ_4 \mid [z_{13}, z_{21}, z_{31}]$

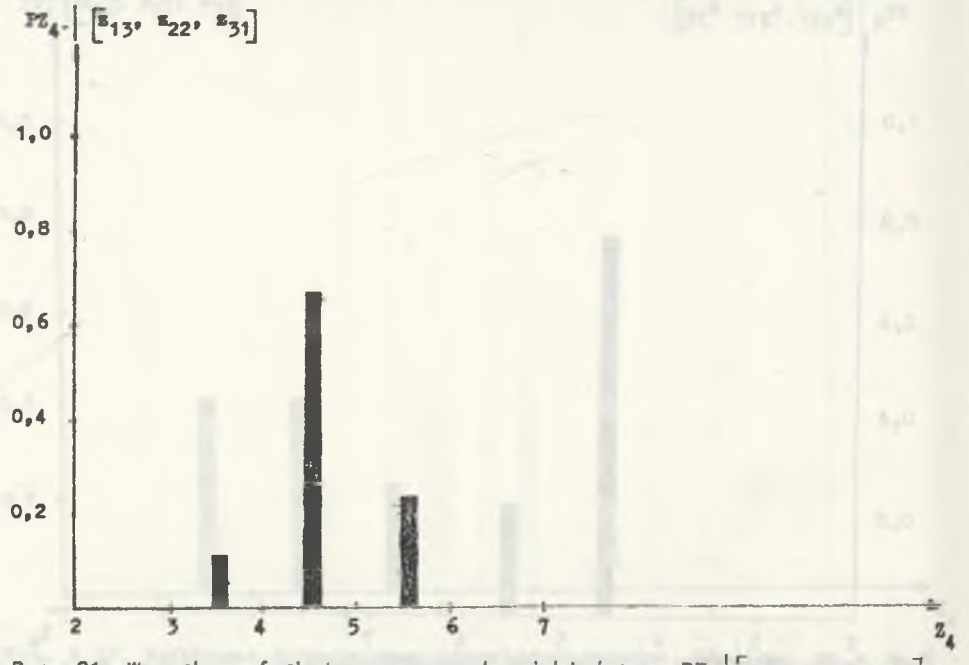


Rys. 5.19. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_4 \mid [z_{12}, z_{21}, z_{31}]$
Fig. 5.19. Conditional mass probability function $PZ_4 \mid [z_{12}, z_{21}, z_{31}]$



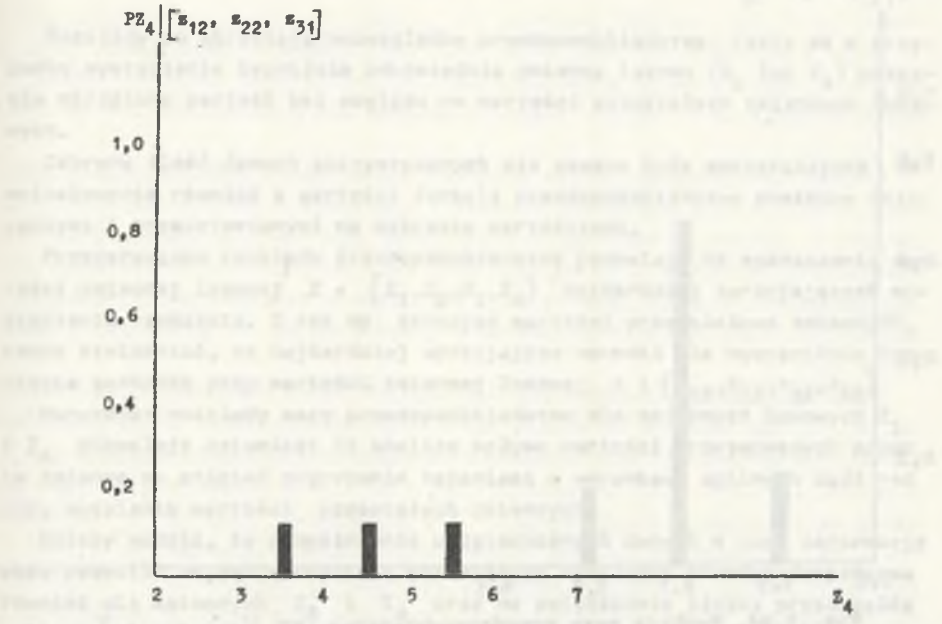
Rys. 5.20. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_4 \mid [z_{11}, z_{21}, z_{31}]$

Fig. 5.20. Conditional mass probability function $PZ_4 \mid [z_{11}, z_{21}, z_{31}]$

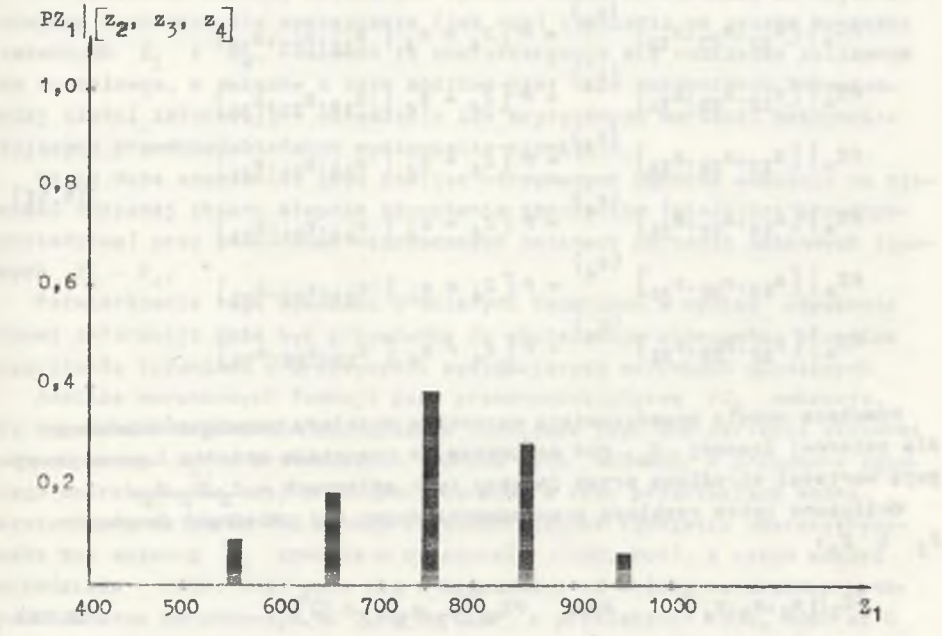


Rys. 21. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_4 \mid [z_{13}, z_{22}, z_{31}]$

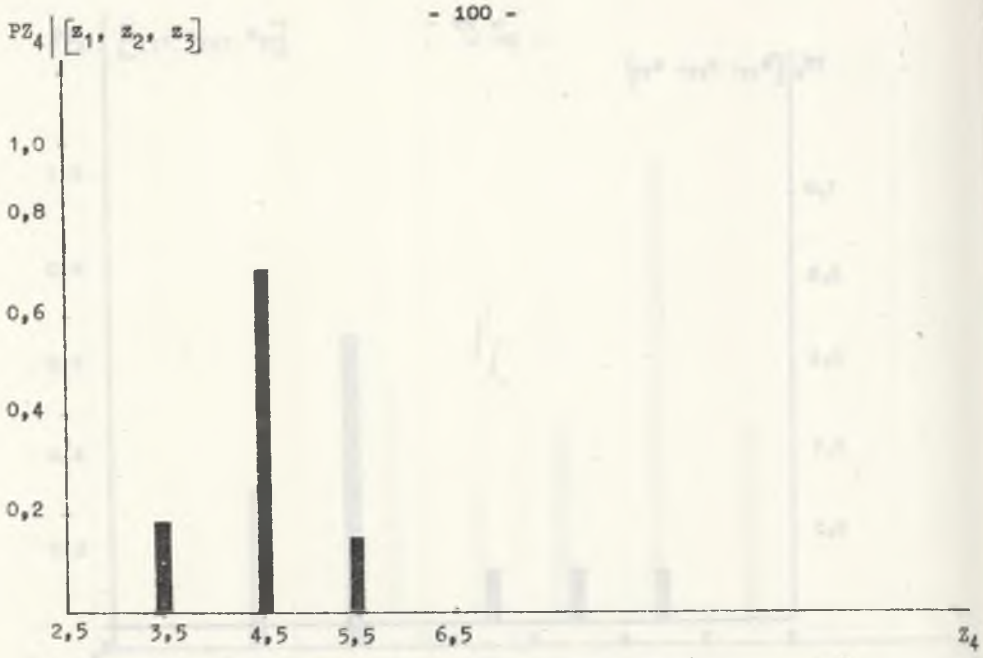
Fig. 21. Conditional mass probability function $PZ_4 \mid [z_{13}, z_{22}, z_{31}]$



Rys. 5.22. Warunkowa funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_4|[z_{12}, z_{22}, z_{31}]$
Fig. 5.22. Conditional mass probability function $PZ_4|[z_{12}, z_{22}, z_{31}]$



Rys. 5.23. Funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_1|[z_2, z_3, z_4]$
Fig. 5.23. Mass probability function $PZ_1|[z_2, z_3, z_4]$



Rys. 5.24. Funkcja masy prawdopodobieństwa $PZ_4 \mid [z_1, z_2, z_3]$
Fig. 5.24. Mass probability function $PZ_4 \mid [z_1, z_2, z_3]$

$$
\begin{aligned}
PZ_4 \mid [z_{11}, z_{21}, z_{31}]^{(z_4)} &= P[Z_4 = z_4 \mid z_{11}, z_{21}, z_{31}] \\
PZ_4 \mid [z_{12}, z_{21}, z_{31}]^{(z_4)} &= P[Z_4 = z_4 \mid z_{12}, z_{21}, z_{31}] \\
PZ_4 \mid [z_{13}, z_{21}, z_{31}]^{(z_4)} &= P[Z_4 = z_4 \mid z_{13}, z_{21}, z_{31}] \\
PZ_4 \mid [z_{14}, z_{21}, z_{31}]^{(z_4)} &= P[Z_4 = z_4 \mid z_{14}, z_{21}, z_{31}] \\
PZ_4 \mid [z_{13}, z_{22}, z_{31}]^{(z_4)} &= P[Z_4 = z_4 \mid z_{13}, z_{22}, z_{31}] \\
PZ_4 \mid [z_{12}, z_{22}, z_{31}]^{(z_4)} &= P[Z_4 = z_4 \mid z_{12}, z_{22}, z_{31}]
\end{aligned}
\qquad (5.51)
$$

Powyższe modele przedstawiają warunkowe rozkłady prawdopodobieństwa dla zmiennej losowej Z_4, pod warunkiem że pozostałe zmienne losowe przyjmują wartości określone przez indeksy tych zmiennych - Z_1, Z_2, Z_3.

Obliczono także rozkłady prawdopodobieństwa dla zmiennych losowych Z_1 i Z_4:

$$PZ_1 \mid [z_2, z_3, z_4] \quad \text{oraz} \quad PZ_4 \mid [z_2, z_3, z_4 \in \Omega] \qquad (5.52)$$

Rozkłady te określają bezwzględne prawdopodobieństwa, takie że w przypadku wystąpienia tąpnięcia odpowiednia zmienna losowa (Z_1 lub Z_4) przyjmie określoną wartość bez względu na wartości pozostałych zmiennych losowych.

Zebrana ilość danych statystycznych nie zawsze była wystarczająca do wnioskowania również o wartości funkcji prawdopodobieństwa pomiędzy obliczonymi i przedstawionymi na wykresie wartościami.

Przedstawione rozkłady prawdopodobieństwa pozwalają na wyznaczenie wartości zmiennej losowej $Z = \{Z_1, Z_2, Z_3, Z_4\}$ najbardziej sprzyjających wystąpieniu tąpnięcia. I tak np. stosując wartości przedziałowe zmiennych, można stwierdzić, że najbardziej sprzyjające warunki dla wystąpienia tąpnięcia zachodzą przy wartości zmiennej losowej $z : \{z_{15}, z_{21}, z_{32}, z_{42}\}$.

Warunkowe rozkłady masy prawdopodobieństwa dla zmiennych losowych Z_1 i Z_4 pozwalają natomiast na analizę wpływu wartości przyjmowanych przez te zmienne na stopień zagrożenia tąpaniami w warunkach ogólnych bądź też przy ustaleniu wartości pozostałych zmiennych.

Należy sądzić, że uzupełnienia uwzględnionych danych o nową informację może pozwolić na skonstruowanie warunkowych rozkładów prawdopodobieństwa również dla zmiennych Z_3 i Z_4 oraz na zwiększenie liczby przedziałów - liczby punktów do wyznaczenia ciągłej postaci warunkowych funkcji masy prawdopodobieństwa.

Na podstawie analizy uzyskanych wyników można stwierdzić, że najistotniejsze znaczenie dla wystąpienia (lub nie) tąpnięcia ma zmiana wartości zmiennych Z_1 i Z_4. Zmienne te charakteryzują się rozkładem zbliżonym do normalnego, w związku z czym możliwe jest - po zapewnieniu odpowiedniej ilości informacji - określenie ich krytycznych wartości maksymalizujących prawdopodobieństwo wystąpienia tąpnięcia.

Ma to duże znaczenie, gdyż analiza otrzymanych wyników wskazuje na zjawisko znacznej zmiany stopnia zagrożenia tąpnięciem (wielkości prawdopodobieństwa) przy stosunkowo nieznacznych zmianach wartości zmiennych losowych $Z_1 - Z_4$.

Potwierdzenie tego zjawiska w dalszych badaniach w wyniku uzyskania nowej informacji może być przesłanką do skutecznego sterowania stopniem zagrożenia tąpaniami w praktycznie występujących warunkach górniczych.

Analiza warunkowych funkcji masy prawdopodobieństwa PZ_1 wskazuje, że największe zagrożenie wystąpienia tąpnięcia jest dla wartości zmiennej skumulowanej Z_1 w przedziałach 700-800 lub 800-900. W przypadku łącznego potraktowania masy prawdopodobieństwa w tych przedziałach można stwierdzić, że około 70% zaobserwowanych zjawisk tąpnięcia charakteryzowało się zmienną Z_1 zawartą w przedziale $\langle 700, 900)$, z czego udział przedziału $\langle 700, 800)$ waha się w zależności od układu warunków prawdopodobieństwa warunkowego od 0,28 do 0,67, a przedziału $\langle 800, 900)$ od 0 do 0,4, co świadczy o znacznym wpływie warunków wystąpienia tąpnięcia opisywanych przez pozostałe zmienne losowe Z_2, Z_3, Z_4.

Można stwierdzić ogólnie, że wyjście poza przedział wartości $Z_1 \in \langle 600, 900)$ redukuje prawdopodobieństwo wystąpienia tąpnięcia około dziesięciokrotnie, chociaż liczba ta zmienia się w zależności od wartości Z_2, Z_3, Z_4.

Analiza warunkowych funkcji prawdopodobieństwa PZ wskazuje jednoznacznie, że największe zagrożenie tąpaniami występuje w okolicznościach, gdy zmienna Z_4 przyjmuje wartości w przedziale $Z_4 \in \langle 4,5)$. Prawdopodobieństwo wystąpienia tąpnięcia przy zajściu tego warunku jest średnio czterokrotnie większe, niż gdyby zmienna Z_4 przyjmowała wartości w przedziałach sąsiednich. Masa prawdopodobieństwa przypadająca na ten przedział stanowi około 0,7.

W bardziej sprecyzowanych okolicznościach (przy określonych wartościach Z_1, Z_2, Z_3) zależności te różnią się w większym zakresie. I tak prawdopodobieństwo warunkowe, że w przypadku wystąpienia tąpnięcia zajdzie ono w przedziale $Z_4 \in \langle 3, 4)$, waha się od 0 do 0,35 w zależności od typu rozkładu warunkowego. Podobne wartości dla przedziału $Z_4 \in \langle 5, 6)$ wynoszą 0 i 0,25. Wskazuje to na dużą zależność zagrożenia tąpaniami od więcej niż tylko jednej zmiennej i powoduje konieczność uwzględnienia wszystkich okoliczności i zmiennych opisujących zagrożone wyrobisko, a związanych z zagrożeniem tąpaniami.

5.2. Zastosowanie stochastyczno-markowskiego modelu diagnozowania stanu zagrożenia silnymi wstrząsami górniczymi

Przedstawiony tutaj model matematyczny umożliwia prognozowanie stanów niebezpiecznych w wyrobiskach górniczych. Występowanie stanów niebezpiecznych (stanów zagrożenia bezpieczeństwa) jest uwarunkowane strukturą wewnętrzną wyrobisk (obiektów systemu), a przede wszystkim następstwem czasowym zjawisk litosferycznych i związanych z nimi zmianami strukturalnymi (procesami) zachodzącymi w otoczeniu tych wyrobisk. Zmiany te mają generalnie charakter losowy (przypadkowy).

Zdecydowana większość parametrów i cech opisujących te procesy ulega zmianom z upływem czasu w sposób stochastyczny i zależy od nielosowego parametru T [127].

Jeżeli T jest zbiorem przeliczalnym postaci $T = \{1,2,\ldots\}$, wówczas proces stochastyczny X możemy traktować jako ciąg losowy o wyrazach $X_1, X_2, \ldots, X_n$.

Badaniom własności ciągów zmiennych losowych $\{X_n\}$ przy pewnym osłabieniu założenia niezależności zmiennych losowych $\{X_n\}$ poświęcony jest dział rachunku prawdopodobieństwa, zwany łańcuchami Markowa. Z teorii łańcuchów Markowa wywodzi się proces losowy X nazwany procesem Markowa.

Proces losowy $X_{(t)}$, $t \in T$ nazywa się procesem Markowa, gdy dla dowolnego skończonego ciągu chwil:

$$t_1 < t_2 < \ldots < t_n \qquad (t_1, t_2, \ldots, t_n \in T) \tag{5.53}$$

i dla dowolnych liczb rzeczywistych $x_1, x_2, \ldots, x_n$, zachodzi równość:

$$P\left[X_{(t_n)} < x_n \mid X_{(t_{n-1})} = x_{n-1}, X_{(t_{n-2})} = x_{n-2}, \ldots, X_{(t_1)} = x_1\right] =$$

$$= P\left[X_{(t_n)} = x_n \mid X_{(t_{n-1})} = x_{n-1}\right] \tag{5.54}$$

Z definicji tej wynika, że proces losowy $\{X_{(t)}\}$, $t \in T$ jest procesem Markowa, gdy warunkowy rozkład prawdopodobieństwa zmiennej losowej $X_{(t_n)}$ zależy wyłącznie od rozkładu prawdopodobieństwa jednej ze zmiennych losowych $X_{(t_{n-1})}$.

Własności procesu Markowa w chwili t_n nie zależą od wielkości, jakie proces przyjmował w chwilach $t_1, t_2, \ldots, t_{(n-2)}$. Innymi słowy proces Markowa jest to taki proces stochastyczny, dla którego przyszłość zależy tylko od teraźniejszości i nie zależy od przeszłości.

Proces Markowa jest w pełni scharakteryzowany przez dystrybuantę warunkową.

$$F(s,t,x,y) = P\left[X_{(t)} < x \mid X_{(s)} = y\right], \quad s < t \tag{5.55}$$

albo też dystrybuantę wektora losowego $\{X_{(s)}, X_{(t)}\}$ wraz z dystrybuantą "początkową"

$$F(s,y) = P\left[X_{(s)} < y\right] \tag{5.56}$$

Przykładowo proces Markowa może być rozważony jako probabilistyczny odpowiednik ruchu punktu materialnego wzdłuż zdeterminowanej trajektorii. Położenie ruchomego punktu materialnego w chwili t_2 jest całkowicie określone przez położenie w dowolnej chwili wcześniejszej $t < t_2$ i nie wymaga znajomości przebiegu ruchu w czasie poprzedzającym chwilę t_1.

Zgodnie z podziałem procesów losowych rozróżniamy:

- łańcuch Markowa,
- ciągi Markowa,
- punktowe procesy Markowa (z czasem ciągłym),
- procesy Markowa z czasem ciągłym (i przestrzenią stanów będącą przedziałem).

W dalszym ciągu zajmować się będziemy punktowymi procesami Markowa określonymi na przedziale $T = [t_0, \infty)$ z przestrzenią stanów $S = \{0,1,2,\ldots\}$. Realizacje punktowe procesu Markowa są funkcjami przedziałami stałymi, a ich wykresy są liniami schodkowymi.
Dla punktowego procesu Markowa prawdopodobieństwa przejścia

$$p_{ij}(s,t) = P\left[X_{(t)} = j \mid X_{(s)} = i\right]$$

$$t \geqslant s \qquad i,j = 0,1,2,\ldots \tag{5.57}$$

spełniają związki:

$$p_{ij}(s,t) = \sum_{k=0}^{\infty} p_{ik}(s,t_1)p_{kj}(t_1,t), \quad s < t_1 < t \tag{5.58}$$

zwane równaniami Smoluchowskiego - Chapmana - Kołmogorowa.
Ponadto dla każdego i $(i = 0,1,2,\ldots)$ zachodzi równość

$$\sum_{j=0} p_{ij}(s,t) = 1 \tag{5.59}$$

Jeśli punktowy proces Markowa jest jednorodny, to

$$p_{ij}(s,t) = p_{ij}(\tau), \qquad \tau = t - s \tag{5.60}$$

Określamy funkcje $\lambda_i(t)$ zwane intensywnościami przejścia procesu, a mianowicie:

$$\lambda_i(t) = \lim_{t \to 0} \frac{1}{\Delta t}\left[1 - p_{ii}(t,t + \Delta t)\right] \tag{5.61}$$

$$i = 0,1,2,\ldots$$

przy jednostajnej zbieżności ze względu na t oraz

$$\lambda_{ij}(t) = \lim_{t \to 0} \frac{1}{\Delta t} p_{ij}(t,t + \Delta t),$$

$$i,j = 0,1,2,\ldots \qquad i \neq j \tag{5.62}$$

przy jednostajnej zbieżności ze względu na t i jednostajnej zbieżności ze względu na i dla każdego ustalonego j.
Z równań Smoluchowskiego - Chapmana - Kołgomorowa wynika, że:

$$p_{ij}(s,t+\Delta t) = \sum_{k=0} p_{ik}(s,t)p_{kj}(t,t+\Delta t), \tag{5.63}$$

stąd:

$$\frac{1}{\Delta t}\left[p_{ij}(s,t+\Delta t) - p_{ij}(s,t)\right] =$$

$$= -\frac{1}{\Delta t} p_{ij}(s,t)\left[p_{jj}(t,t+\Delta t) - 1\right] +$$

$$+ \sum_{k\neq j} \frac{1}{\Delta t} p_{ik}(s,t)p_{kj}(t,t+\Delta t) \tag{5.64}$$

Jest to układ nieskończenie wielu równań $j = 1,2,3\ldots$.
Przechodząc do granicy, gdy $\Delta t \to 0$, otrzymujemy stąd oraz na podstawie wzorów (5.61) i (5.62) równania, które noszą nazwę prospektywnych równań Kołgomorowa (s - ustalone, i - stałe),

$$\frac{\partial p_{ij}(s,t)}{\partial t} = -\lambda_j(t)p_{ij}(s,t) + \sum_{k\neq i} p_{ik}(s,t)\lambda_{kj}(t) \tag{5.65}$$

Prospektywne równania Kołgomorowa rozpatruje się łącznie z warunkami początkowymi - zazwyczaj w postaci:

$$p_{ij}(s,s) = \begin{cases} 1 & \text{dla} \quad j = i \\ 0 & \text{dla} \quad j \neq i \end{cases} \tag{5.66}$$

Analogicznie z zależności

$$p_{ij}(s-\Delta s,t) = \sum_{k=0} p_{ik}(s-\Delta s,s)p_{ki}(s,t) \tag{5.67}$$

otrzymujemy po przejściu do granicy, gdy $\Delta s \to \infty$ retrospektywne równania Kołgomorowa (t - ustalone, j - stałe)

$$\frac{\partial p_{ij}(s,t)}{\partial s} = \lambda_i(t)p_{ij}(s,t) - \sum_{k\neq i} \lambda_{ik}(s)p_{kj}(s,t) \tag{5.68}$$

wraz z warunkami początkowymi:

$$p_{ij}(t,t) = \begin{cases} 1 & \text{dla} \quad i = j \\ 0 & \text{dla} \quad i \neq j \end{cases}$$

Jeżeli proces Markowa jest jednorodny, to funkcje λ_i, λ_{ij} są stałe (niezależne od t).
Wzory (5.61), (5.62) mają wtedy postać:

$$\lim_{t \to 0} \frac{1}{\Delta t} \left[1 - p_{ii}(\Delta t)\right] = \lambda_i \tag{5.69}$$

$$\lim_{t \to 0} \frac{1}{\Delta t} p_{ij}(\Delta t) = \lambda_{ij} \tag{5.70}$$

Zapiszemy funkcję

$$p_j(t) = P(X_t = i) \tag{5.71}$$

Jeżeli X jest jednorodnym procesem Markowa, zbieżność we wzorze (5.70) jest jednostajna względem i, to funkcje p_j spełniają układ równań różniczkowych

$$P_j'(t) = -\lambda_i P_j(t) + \sum \lambda_{ij} P_i(t) \tag{5.72}$$

Funkcje λ_i, λ_{ij} nazywamy intensywnościami procesu X. Uzasadnia to fakt, że funkcje λ_i oraz λ_{ij} są pochodnymi odpowiednio funkcji p_{ii} oraz p_{ij} dla $t = s$.
Pochodna charakteryzuje szybkość zmian, czyli innymi słowy: intensywność zmian.
Rozwiązując układ równań różniczkowych (5.72) ze stałymi współczynnikami, którymi są intensywności przejść między odpowiednimi stanami, stosujemy przekształcenie Laplace'a, dzięki czemu układ równań różniczkowych wprowadza się do układu liniowych równań algebraicznych.

Dla rozwiązań praktycznych stosujemy następujące postępowanie:

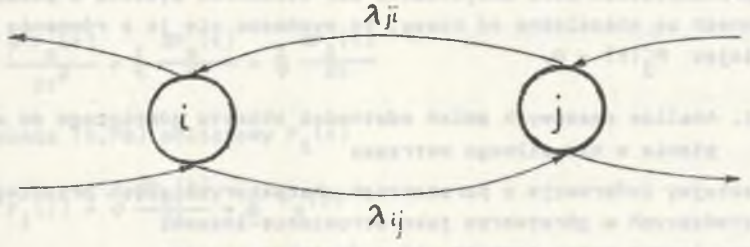
1. Określamy zbiór stanów systemu, intensywność przejść między stanami oraz warunki początkowe - dla wygody posługujemy się grafem.
2. Zapisujemy równanie Kołmogorowa (5.72).
3. Wyznaczamy układ równań algebraicznych dla transformat Laplace'a:

$$\tilde{P}_0(s), \ldots, \tilde{P}_n(s)$$

4. Rozwiązujemy powyższy układ, stosując wzory Cramera lub rachunek macierzowy.

5. Wyznaczamy transformaty odwrotne lub co najmniej wartość oczekiwaną czasu przebywania w określonych stanach.

Stan obiektów zagrożonych tąpnięciem po ich identyfikacji będziemy numerowali liczbą 0 i początkowymi liczbami naturalnymi. Cyfrę 0 otrzyma stan obiektu zwany wyjściowym, który może być traktowany jako stan prawidłowy (bezpieczny), a kolejne liczby będą określały stany przejściowe. Dla wygody przedstawimy stany systemu jako wierzchołki grafu, którego krawędzie (skierowane) tworzą możliwe przejście między stanami (rys. 5.25).



Rys. 5.25. Graf przejścia między stanami zagrożenia wraz z ich intensywnościami

Fig. 5.25. Graph of the transition between the states of hazard with their intensities

Na rysunku 5.25:

λ_{ij} - zapisane przy krawędziach oznaczają intensywność przejść.

W wierzchołkach oznaczamy numery stanu wyjściowego i osiąganego i,j,... Intensywność niepozostawania w i-tym stanie oznaczamy:

$$\lambda_i = \sum \lambda_{ij} < \infty \tag{5.73}$$

Znając intensywność przejść, możemy zapisać równanie Kołmogorowa (5.72).

$$P_j'(t) = -\lambda_i P_j(t) + \sum \lambda_{ij} P_i(t)$$

$$j = 0,\ldots,n,$$

którego rozwiązaniem są prawdopodobieństwa $P_i(t)$, $(i = 0,1,\ldots,n)$ znajdowania się obiektu w stanie i w chwili $t \geq 0$.

Układ równań Kołmogorowa rozwiązujemy za pomocą następujących warunków początkowych:

$$P_i(0) = p_i \qquad i = 0,\ldots,n \tag{5.74}$$

Rozwiązania spełniają dla każdego $t \geq 0$ warunek:

$$\sum_{i=1}^{n} P_i(t) = 1 \tag{5.75}$$

Jeżeli prawdopodobieństwa znajdowania się elementów systemu w poszczególnych stanach są niezależne od czasu, to wyznacza się je z równania (5.72), podstawiając $P_j'(t) = 0$.

5.2.1. Analiza czasowych zmian zdatności obiektu górniczego do wystąpienia w nim silnego wstrząsu

Potraktujmy informacje o parametrach charakteryzujących przebieg zdarzeń zachodzących w górotworze jako strumienie losowe.
Strumienie losowe można rozpatrywać w dwojakim ujęciu:

1° - badając rozkład liczb zdarzeń (zmian stanu procesu), które realizują się w danym odcinku czasu położonym dowolnie w odniesieniu do chwili początkowej,

2° - badając rozkład długości odcinków pomiędzy chwilami, w których występują zdarzenia (zmiany stanu procesu).

Przyjmiemy za punkt wyjścia drugie ujęcie i zastosujemy przedstawione w rozdziale 5.2 elementy teorii procesów Markowa.
Załóżmy, że modelem matematycznym zagrożenia wstrząsem dowolnego obiektu podziemnego może być dwustanowy proces Markowa:

$$\{X_t, \quad t \geq 0\} \tag{5.76}$$

utworzony ze zmiennych losowych:

$$X_t = \begin{cases} 0, & \text{gdy górotwór jest nieprzygotowany do generowania wstrząsów,} \\ 1, & \text{gdy górotwór jest przygotowany do generowania wstrząsów.} \end{cases}$$

Jako kryteria przygotowania górotworu do tąpnięcia przyjmijmy identyfikatory uzyskane na podstawie:

- metody sejsmologii górniczej,
- metody sejsmoakustycznej,
- metody sondażu wiertniczego.

Przyjmijmy, że prawdopodobieństwa znajdowania się górotworu w stanie i = 0,1 są rozwiązaniem równań Kołmogorowa (5.72) danych w postaci:

$$P_0'(t) = \frac{1}{\tau} P_0(t) + \frac{1}{\nu} P_1(t) \tag{5.77}$$

$$P_1'(t) = \frac{1}{\tau} P_0(t) - \frac{1}{\nu} P_1(t) \tag{5.78}$$

Przyjmując, że w chwili początkowej górotwór nie był zdatny (przygotowany) do wstrząsu, rozwiązania powyższego układu równań różniczkowych otrzymujemy, przeprowadzając następujące obliczenia:

Różniczkując (5.77), otrzymujemy:

$$\frac{d^2P_0(t)}{dt^2} = \frac{1}{\tau} \frac{dP_0(t)}{dt} + \frac{1}{\nu} \frac{dP_1(t)}{dt} \tag{5.79}$$

Z równania (5.78) obliczamy $P_1(t)$

$$P_1(t) = \nu \frac{dP_0(t)}{dt} + \frac{1}{\tau} P_0(t) \tag{5.80}$$

i wstawiamy do równania (5.78)

$$\frac{dP_1(t)}{dt} = \frac{1}{\tau} P_0(t) - \frac{1}{\nu} \nu \left(\frac{dP_0(t)}{dt} + \frac{1}{\tau} P_0(t)\right) =$$

$$= \frac{1}{\tau} P_0(t) - \frac{dP_0(t)}{dt} - \frac{1}{\nu} P_0(t) = - \frac{dP_0(t)}{dt} \tag{5.81}$$

Wstawiamy (5.81) do równania (5.79):

$$\frac{d^2P_0(t)}{dt^2} = - \frac{1}{\tau} \frac{dP_0(t)}{dt} + \frac{1}{\nu} - \frac{dP_0(t)}{dt} =$$

$$= - \frac{1}{\tau} \frac{dP_0(t)}{dt} - \frac{1}{\nu} \cdot \frac{dP_0(t)}{dt} = - \frac{dP_0(t)}{dt} \left(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\nu}\right) .$$

Otrzymaliśmy równanie różniczkowe rzędu 2 (o stałych współczynnikach):

$$\frac{d^2P_0(t)}{dt^2} + \frac{dP_0(t)}{dt} \left(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\nu}\right) = 0 \tag{5.82}$$

Rozwiązujemy równanie (5.82) za pomocę równania charakterystycznego:

$$k^2 + (\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta})\, k = 0$$

$$k\,k + (\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta}) = 0$$

$$k_1 = 0 \vee k_2 = -(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta})$$

Rozwiązanie jest postaci:

$$P_o(t) = C_1 + C_2\, e^{-(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta})t} \tag{5.83}$$

Korzystamy z warunków początkowych:

$$P_o(0) = p_o = 1$$

$$P_1(0) = p_1 = 0$$

Ponieważ

$$\sum_{i=1}^{n} P_i = 1$$

$$P_o(0) = C_1 + C_2 = 1 \qquad C_2 = 1 - C_1$$

$$P_1(t) = \nu(\frac{dP_o(t)}{dt} + \frac{1}{\tau} P_o(t))$$

$$\frac{dP_o(t)}{dt} = -C_2(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta})e^{-(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta})t}$$

$$P_1(t) = \nu\Big[-C_2(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta})e^{-(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta})t} + \frac{1}{\tau}(C_1 + C_2)e^{-(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta})t}\Big]$$

$$P_1(0) = \nu\Big[-C_2(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\vartheta}) + \frac{1}{\tau}(C_1 + C_2)\Big] = 0$$

$$C_1 + C_2 = 1$$

Rozwiązujemy układ równań:

$$\begin{cases} C_1 = 1 - C_2 \\ -C_2\left(\frac{\nu}{\tau} + 1\right) = \frac{\nu}{\tau} = 0 \end{cases} \tag{5.84}$$

$$C_2\left(\frac{\nu}{\tau} + 1\right) = \frac{\nu}{\tau}$$

$$C_2 = \frac{\nu}{\nu + \tau}$$

$$C_1 = 1 - \frac{\nu}{\nu + \tau} = \frac{\tau}{\nu + \tau} \tag{5.85}$$

Po podstawieniu (5.85) do (5.83) otrzymujemy:

$$P_o(t) = \frac{\tau}{\tau + \nu} + \frac{\nu}{\tau + \nu} \exp\left[-\left(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\nu}\right)t\right]$$

Z własności równania Kołmogorowa $P_1(t) = 1 - P_o(t)$ mamy:

$$P_1(t) = 1 - \frac{\tau}{\tau + \nu} - \frac{\nu}{\tau + \nu} \exp\left[-\left(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\nu}\right)t\right] =$$

$$= \frac{\nu}{\nu + \tau}\left[1 - \exp\left[-\left(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\nu}\right)t\right]\right]$$

Ostatecznie rozwiązanie układu równań Kołmogorowa (5.77) i (5.78) ma postać:

$$P_o(t) = \frac{\tau}{\tau + \nu} + \frac{\nu}{\tau + \nu} \exp\left[-\left(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\nu}\right)t\right] \tag{5.86}$$

$$P_1(t) = \frac{\nu}{\tau + \nu}\left[1 - \exp\left(-\left(\frac{1}{\tau} + \frac{1}{\nu}\right)t\right)\right] \tag{5.87}$$

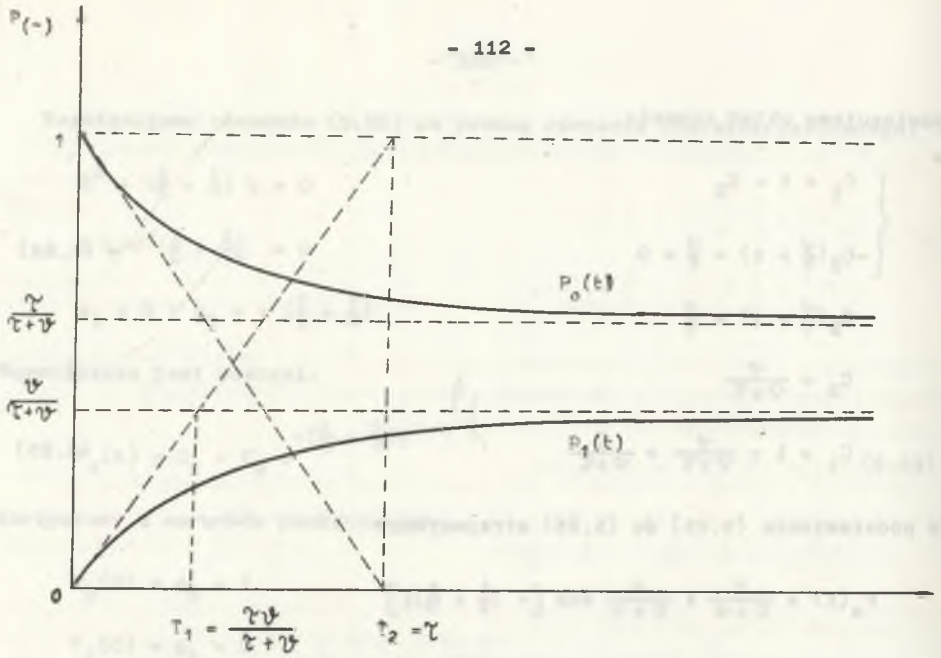
We wzorach tych:

τ - oznacza średni czas pomiędzy kolejnymi, porównywalnymi silnymi wstrząsami górniczymi, charakteryzującymi chwilową zdatność górotworu do ich generowania,

ν - oznacza czas, który charakteryzuje powrót górotworu do stanu względnej równowagi,

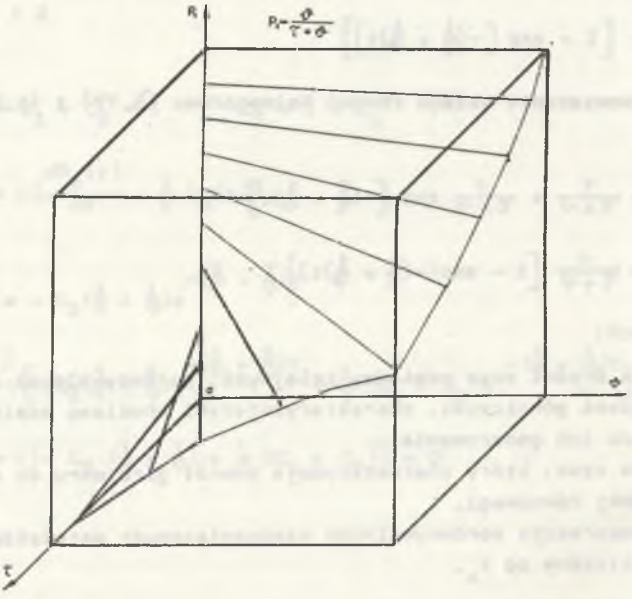
t - czas obserwacji porównywalnych niebezpiecznych wstrząsów górniczych liczony od t_o.

Wykres funkcji prawdopodobieństwa zajścia niebezpiecznego wstrząsu górniczego jest przedstawiony na rys. 5.26, a geometryczna interpretacja czasowych zmian prawdopodobieństw na rys. 5.27.



Rys. 5.26. Wykres funkcji prawdopodobieństwa zajścia silnego wstrząsu (tąpnięcia)

Fig. 5.26. Diagram of the probability function of the occurrence of a strong tremor (crumping)



Rys. 5.27. Geometryczna interpretacja czasowych zmian prawdopodobieństw, zmian zdatności zagrożeniowej obiektu górniczego

Fig. 5.27. Geometrical interpretation of the temporal changes of the probability of hazard aptitude of a mining object

Oznaczenia punktów charakterystycznych na rysunku mają następującą interpretację: interesuje nas czasowe prawdopodobieństwo pozostawania górotworu w stanie aktywności i zdatności do generowania silnych wstrząsów $P_1(t)$. Z upływem czasu t prawdopodobieństwo $P_1(t)$ rośnie i dla $t \to \infty$ osięga wartość:

$$\lim_{t\to\infty} P_1(t) = \frac{\nu}{\tau + \nu} \tag{5.88}$$

Prosta o równaniu:

$$P_1 = \frac{\nu}{\tau + \nu} \tag{5.89}$$

jest asymptotą funkcji $P_1(t)$.
W podobny sposób prosta o równaniu:

$$P_0 = \frac{\tau}{\tau + \nu} \tag{5.90}$$

jest asymptotą funkcji $P_0(t)$.
Te graniczne wartości są wielkościami charakterystycznymi dla prawdopodobieństw $P_1(t)$ i $P_0(t)$.
Odpowiadają one wartościom prawdopodobieństw stacjonarnych (stany ustalone).
Ponieważ obserwacje prowadzimy w ruchu ciągłym, przyjmujemy, że sytuacje rozruchu ściany i całkowitego postoju są bardzo rzadkie. Tak więc proces zmian stanów systemu jest na ogół nieprzerwany i może być dokładnie opisany przez jego prawdopodobieństwa ustalone [196].
W praktyce czas t nigdy nie osięgnie wartości nieskończonej, ani nie jesteśmy w stanie obserwować obiektu przez czas nieskończenie długi.
W podobnych sytuacjach wyznacza się tzw. "stałą czasową układu".
Stała określa czas, po upływie którego możemy przyjąć, że układ, a w naszym przypadku górotwór, powrócił do stanu względnej równowagi.
Oznaczmy wartość stałej przez T_1. Wartość T_1 określa względny czas niewystąpienia niebezpiecznego wstrząsu.
Nazwijmy ten czas <u>oczekiwanym czasem bezpiecznym</u>. Przyjmijmy także, że wartość T_2 jest czasem, w którym spodziewane jest wystąpienie niebezpiecznego wstrząsu.
Czas pomiędzy T_1 i T_2 nazwijmy <u>oczekiwanym czasem niebezpiecznym</u>.
Czas większy od T_2 nazwijmy <u>czasem krytycznym</u>.
Obliczmy teraz wartości <u>oczekiwanego czasu bezpiecznego T_1</u> oraz <u>oczekiwanego czasu niebezpiecznego T_2</u>.
Podstawę obliczeń stanowi wyznaczenie pochodnej funkcji $P_1(t)$ dla $t = 0$.

Różniczkując równanie (5.87) otrzymujemy:

$$P_1'(t) = \frac{\tau}{\tau+\vartheta} \exp\left[-\left(\frac{1}{\tau}+\frac{1}{\vartheta}\right)t\right]\left(\frac{1}{\tau}+\frac{1}{\vartheta}\right) \tag{5.91}$$

dla $t = 0$

$$P'(0) = \frac{\vartheta}{\tau+\vartheta}\left(\frac{1}{\tau}+\frac{1}{\vartheta}\right) = \frac{1}{\tau} \tag{5.92}$$

Na podstawie rys. 5.26 zauważamy, że pochodna $P'(0)$ wynosi:

$$P'(0) = \frac{\vartheta}{\tau+\vartheta} T_1 \tag{5.93}$$

Porównując (5.92) i (5.93) stronami, mamy:

$$\frac{1}{\tau} = \frac{\vartheta}{\vartheta+\tau} \;/\, T_1 \tag{5.94}$$

Stąd:

$$T_1 = \frac{\vartheta \cdot \tau}{\vartheta+\tau} \tag{5.95}$$

Czas T_2 jest średnim czasem wystąpienia niebezpiecznego wstrząsu. Granicznie można go wyznaczyć, obliczając w analogiczny sposób pochodną funkcji $P_1(t)$ w chwili $t(0)$.
Ponieważ:

$P_1'(0) = \frac{1}{\tau}$ a z rys. 5.26

$$P_1(0) = \frac{1}{T_2}$$

Porównując stronami:

$$\frac{1}{\tau} = \frac{1}{T_2} \Longrightarrow \tau = T_2 \tag{5.96}$$

5.2.2. Analiza czasowych zmian zdatności obiektu górniczego do wystąpienia silnego wstrząsu z uwzględnieniem aktywnego przeciwdziałania

W rozdziale 4 podany został opis morfologiczny i funkcjonalny systemu (SOZT), który składa się z układu podstawowego (ST) oraz z układu zabezpieczającego (SB/T). W przypadku gdy w układzie podstawowym wystąpią pewne warunki i związane z nimi zjawiska, może dojść do zagrożenia bezpieczeństwa konkretnego obiektu tego systemu między innymi w postaci silnego wstrząsu.

Zadaniem układu zabezpieczającego (system bezpieczeństwa) jest przeciwdziałanie wystąpieniu sytuacji zagrożeniowej powstałej na skutek niewłaściwego działania układu podstawowego (w tym niewłaściwego działania człowieka).

Przyjmujemy, że układ zabezpieczający pracuje parmanentnie i jest zawsze sprawny. Z chwilą wystąpienia sytuacji niebezpiecznej opisanej dynamikę zmian np. prekursorów (zwiastunów) zjawiska tąpań, układ zabezpieczający SB/T przystępuje do przeciwdziałania zagrożeniu bezpieczeństwa w układzie podstawowym ST. Jest szczególnie groźna sytuacja, w której system przeciwdziałający zagrożeniu nie podejmie działań profilaktycznych lub je niebezpiecznie opóźni. Wystąpi wówczas zagrożenie bezpieczeństwa, które może mieć katastrofalny charakter.

Oznaczymy przez F(t) dystrybuantę niezawodnego czasu pracy obiektu eksploatacyjnego OZT do chwili wystąpienia istotnych zwiastunów zagrożenia bezpieczeństwa (z warunków kryterialnych), przez $\Phi(t)$ dystrybuantę czasu podjęcia działań zabezpieczających, np. czasu na podjęcie strzelania wstrząsowego, wtłaczanie wody do calizny lub wiercenie otworów odprężających oraz przez G(t) dystrybuantę niezbędnego czasu przeciwdziałania zagrożeniu przez wymienione działania zabezpieczające.

Oznaczamy również przez H(X) liczbę przedziałów sytuacji niebezpiecznych w czasie X, przy założeniu że czas reagowania na sytuację niebezpieczną opisany jest dystrybuantę G(X).

Czas wykonania działań zabezpieczających oznaczmy przez $\xi_1, \xi_2, \ldots,$ a czasy przeciwdziałania sytuacji niebezpiecznej przez $\eta_1, \eta_2, \ldots$. Zagrożenie bezpieczeństwa systemu obiektu eksploatacyjnego dane jest wzorem:

$$Q(t) = P(\tau < t) = \int_0^t P(\tau < t)\ \xi = x)\ d\Phi(x) =$$

$$= \int_0^t P(\xi_1 + \ldots + \xi_H(x) + 1 < t - x) d\ \Phi x =$$

$$= \sum_{n=0}^{\infty} \int_0^t F_{n+1}(t - x) \left[G_n(x) - G_{n+1}(x)\right] d\ \Phi(x), \qquad (5.97)$$

gdzie:

$F_n(x)$ i $G_n(x)$ - n-ty splot rozkładów F(x), G(x),

$$\tau = \xi_1 + \ldots + \xi_{H(x)+1} + \xi\ . \qquad (5.98)$$

Wzór (5.97) służy do wyznaczenia oczekiwanego czasu bezpiecznego w przypadku, gdy czas reagowania na sytuację niebezpieczną i czas działania układu (systemu) zabezpieczającego jest porównywalny. W celu wyznaczenia prawdopodobieństwa wystarczy uwzględnić kilka wyrazów ciągu.
Rozpatrzmy najpierw przypadek szczególny taki, gdy czas reagowania na sytuację niebezpieczną jest dostatecznie krótki.
Wprowadźmy oznaczenia:

$$\dot{T}_1 = \int_0^\infty x dF(x) \quad \text{i} \quad \dot{T}_2 = \int_0^\infty x dG(x) , \tag{5.99}$$

przy założeniu, że:

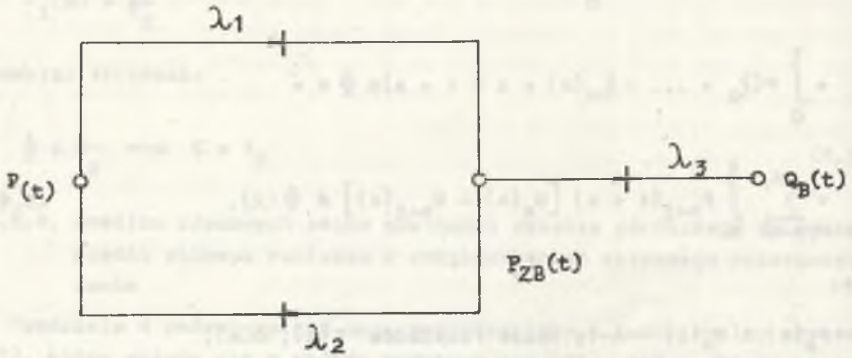
$$\frac{1}{\dot{T}_2} \int_x^\infty u dG(u) \longrightarrow 0 \qquad x > 0 \tag{5.100}$$

$$\lim_{\tau \to 0} P\,(\dot{T}_2 < \tau \mid \dot{T}_1 < t) = \Phi(t) \tag{5.101}$$

Oznacza to, że bezpieczeństwo systemu eksploatacyjnego w przypadku szybkiego reagowania może być w przybliżeniu oszacowane ze wzoru:

$$P(\tau > t) \approx 1 - \Phi\,(t < \dot{T}_2 \mid \dot{T}_1) \tag{5.102}$$

Rozważmy teraz przypadek, gdy funkcje $F(t)$, $G(t)$ i $\Phi(t)$ mają rozkłady wykładnicze o intensywnościach λ_1, λ_2, λ_3.
Schemat systemu przedstawia rys. 5.28.



Rys. 5.28. Schemat systemu OZT
Fig. 5.28. Diagram of OZT system

System opisany jest układem równań różniczkowych Kołmogorowa:

$$\begin{cases} P'(t) = -\lambda_1 P(t) + \lambda_2 P_{ZB}(t) \\ P'_{ZB}(t) = \lambda_1 P(t) - (\lambda_2 + \lambda_3) P_{ZB}(t) \\ Q'_B(t) = \lambda_3 P_{ZB}(t) \end{cases} \tag{5.103}$$

Rozwiążmy ten układ przy warunkach początkowych:

$$P(0) = 1$$

$$P_{ZB}(0) = Q_B(0) = 0$$

Zapiszmy równanie (5.103) w postaci:

$$\begin{cases} \frac{dP(t)}{dt} = -\lambda_1 P(t) + \lambda_2 P_{ZB}(t) \\ \frac{dP_{ZB}(t)}{dt} = \lambda_1 P(t) - (\lambda_2 + \lambda_3) P_{ZB}(t) \\ \frac{dQ_B(t)}{dt} = \lambda_3 P_{ZB}(t) \end{cases} \tag{5.104}$$

lub w postaci:

$$\begin{cases} \frac{dP(0)}{dt} + \lambda_1 P(0) - \lambda_2 P_{ZB}(0) = 0 \\ \frac{dP_{ZB}(0)}{dt} - \lambda_1 P(0) + (\lambda_2 + \lambda_3) P_{ZB}(0) = 0 \\ \frac{dQ_B(0)}{dt} - \lambda_3 P_{ZB}(0) = 0 \end{cases} \tag{5.105}$$

Podstawiamy:

$$P(t) = G_1 e^{\alpha t}, \quad P_{ZB}(t) = G_2 e^{\alpha t}, \quad Q_B(t) = G_3 e^{\alpha t}$$

Obliczamy pochodne:

$$P'(t) = \alpha G_1 e^{\alpha t}, \quad \frac{dP_{ZB}(t)}{dt} = \alpha G_2 e^{\alpha t}, \quad \frac{dQ_B(t)}{dt} = \alpha G e^{\alpha t}$$

Podstawiając do układu (5.105), otrzymamy:

$$\begin{cases} \alpha G_1 e^{\alpha t} + \lambda_1 G_1 e^{\alpha t} - \lambda_2 G_2 e^{\alpha t} = 0 \\ \alpha G_2 e^{\alpha t} - \lambda_1 G_1 e^{\alpha t} + (\lambda_2 + \lambda_3) G_2 e^{\alpha t} = 0 \\ \alpha G_3 e^{\alpha t} - \lambda_3 G_2 e^{\alpha t} = 0 \end{cases} \qquad (5.106)$$

Jednorodny układ o niewiadomych G_1, G_2, G_3 ma mieć rozwiązanie niezerowe, zatem:

$$\begin{vmatrix} \alpha + \lambda_1 & -\lambda_2 & 0 \\ -\lambda_1 & \alpha + \lambda_2 + \lambda_3 & 0 \\ 0 & -\lambda_3 & \alpha \end{vmatrix} = 0$$

$$\alpha(\alpha + \lambda_1)(\alpha + \lambda_2 + \lambda_3) - \lambda_1 \lambda_2 = 0$$

$$\alpha = 0 \quad \text{lub} \quad (\alpha + \lambda_1)(\alpha + \lambda_2 + \lambda_3) - \lambda_1 \lambda_2 = 0$$

Stąd:

$$\alpha^2 + \alpha(\lambda_2 + \lambda_3 + \lambda_1) + \lambda_1 \lambda_3 = 0$$

Wprowadzamy oznaczenie $k = \lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3$

Wówczas:

$$\alpha^2 + k \cdot \alpha + \lambda_1 \lambda_3 = 0$$

$$\Delta = k^2 - 4 \lambda_1 \lambda_3$$

$$\sqrt{\Delta} = \sqrt{k^2 - 4 \lambda_1 \lambda_3}$$

Następnie oznaczamy:

$$A = \sqrt{k^2 - 4 \lambda_1 \lambda_3}$$

Stąd pierwiastki równania:

$$\alpha_2 = \frac{-k + A}{2}, \qquad \alpha_3 = \frac{-k - A}{2}.$$

Podstawiając $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$ do układu (5.106), znajdujemy rozwiązania szczególne układu.
Dla założonych warunków początkowych:

$$P(0) = 1, \quad P_{ZB}(0) = Q_B(0) = 0$$

Obliczamy stałą C:

$$\frac{dP(t)}{dt} + \frac{dP_{ZB}(t)}{dt} + \frac{dQ_B(t)}{dt} = 0$$

Po scałkowaniu:

$$P(t) + P_{ZB}(t) + Q_B(t) = C$$

$$P(0) + P_{ZB}(0) + Q_B(0) = C$$

$$C = 1$$

Otrzymujemy warunek:

$$Q_B(t) = 1 - \left[P(t) + P_{ZB}(t)\right]$$

Po otrzymaniu rozwiązań szczególnych układu możemy napisać zależności:

$$P(t) = -\frac{A+k}{2A} \exp\left(-\frac{A+k}{2}t\right)$$

$$P_{ZB}(t) = \frac{A-k}{2A} \exp\left(\frac{A-k}{2}t\right)$$

Wobec tego:

$$Q_B(t) = 1 - \left[\frac{A+k}{2A}\exp\left(\frac{A-k}{2}\right) - \frac{k-A}{2A}\exp\left(-\frac{A+k}{2}t\right)\right] =$$

$$= 1 - \left[\frac{A+k}{2A}\exp\left(\frac{A}{2}t\right)\exp\left(-\frac{k}{2}\right) - \frac{k-A}{2A}\exp\left(-\frac{A}{2}t\right)\exp\left(-\frac{k}{2}t\right)\right] =$$

$$= 1 - \left[\exp\left(\frac{-kt}{2}\right)\left(\frac{A+k}{2A}\exp\left(\frac{At}{2}\right) - \frac{k-A}{2A}\exp\left(-\frac{At}{2}\right)\right)\right], \qquad (5.107)$$

gdzie:

$$k = \lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3$$

$$A = \sqrt{k^2 - 4\lambda_1\lambda_3}$$

Wartość oczekiwaną działania systemu obiektu podziemnego do czasu wystąpienia zagrożenia bezpieczeństwa wyznaczyć można ze wzoru:

$$T_B = \frac{1}{\lambda_1} + \frac{1}{\lambda_2} + \frac{2}{\lambda_1 \lambda_3} \tag{5.108}$$

Wzór (5.107) w przypadku rozkładu wykładniczego ma postać:

$$Q_B(t) \approx 1 - \exp\left(\frac{-\lambda_1 \lambda_3}{\lambda_2}\right) \tag{5.109}$$

Można wykazać, że intensywność zagrożenia bezpieczeństwa obiektu eksploatacyjnego dana jest wzorem:

$$\lambda_B(t) = \frac{2\lambda_1 \lambda_3 \left[1 - \exp(-At)\right]}{A + k - (k - A)\exp(-At)}, \tag{5.110}$$

a funkcję zagrożenia bezpieczeństwa można zapisać w postaci:

$$\lim_{t \to \infty} \lambda_B(t) = \frac{2\lambda_1 \lambda_3}{A + k}$$

$$\lim_{t \to 0} \lambda_B(t) = 0 \tag{5.111}$$

5.2.3. Przykład wykorzystania rozwiązań modelu do prognozowania wystąpienia niebezpiecznych wstrząsów w obiektach podziemnych systemu eksploatacyjnego kopalni węgla

Cel prognozy: Celem prognozy jest wyznaczenie przedziałów czasowych, w których z określonym prawdopodobieństwem można oczekiwać wystąpienia (lub niewystąpienia) niebezpiecznych wstrząsów w dowolnym diagnozowanym obiekcie systemu eksploatacyjnego kopalni.
W szczególności chodzi o wyznaczenie czasów T_1 i T_2, które z określonym w prognozie prawdopodobieństwem można interpretować w następujący sposób:

- w okresie od momentu wyznaczenia danych prognostycznych do czasu T_1 nie należy spodziewać się wystąpienia w obiekcie niebezpiecznego zjawiska,
- w okresie od chwili T_1 do czasu T_2 należy spodziewać się wystąpienia niebezpiecznego zjawiska i w związku z tym wskazane jest zachowanie maksymalnej ostrożności,
- jeżeli upłynął czas T_2, a zjawisko nie wystąpiło, należy się spodziewać w każdej chwili, a stan taki uznać za niezwykle niebezpieczny. W okresie między T_1 i T_2 należy prowadzić działania profilaktyczno-zabezpieczające, a po czasie T_2 wyłącznie prace zabezpieczające z ograniczeniem zatrudnienia w strefach najbardziej zagrożonych do niezbędnego minimum.

Źródła danych prognostycznych - stanowią je informacje o wstrząsach zarejestrowanych przez Stację Sejsmologiczną kopalni.
Zbiór danych pierwotnych dla metody sejsmologii górniczej stanowią: czas $\vartheta_M^{śr}$, tj. średni czas, który upłynął pomiędzy kolejnym wstrząsem o energii $E \geqslant 10^5$ [J], czas $\tau_M^{śr}$, tj. średni czas, który upłynął od ostatniego silnego wstrząsu poprzedzającego prognozę do momentu, który uznamy za moment powrotu górotworu do stanu względnej równowagi, tj. do momentu zarejestrowania najniższych wartości energii uznanej za energię względnie bezpieczną, np. $E \leqslant 10^3$ [J].
Do zbioru danych prognostycznych zaliczamy również bieżący czas rzeczywisty t, czyli czas obserwacji liniowej od t_o, tj. od momentu rozpoczęcia obserwacji.
Wartości czasów $\tau_M^{śr}$ i $\vartheta_M^{śr}$ są przygotowane przez Kopalnianą Stację Sejsmologiczną, a w praktyce odczytujemy je z histogramów wstrząsów. Zbiór kart katalogu wstrząsów użytych do prognozy zawiera załącznik 4.
Pewną trudność zwłaszcza dla niefachowca nastręcza specyfikacja parametru ϑ zwłaszcza wtedy, gdy dysponujemy danym wyłącznie z metody sejsmologicznej. Jeżeli jednak posiadamy dla tego samego obiektu dane z metody sejsmoakustycznej wiarygodność odczytu wartości parametru ϑ_M jest duża.
Zbiór danych pierwotnych dla metody sejsmoakustycznej stanowią:

$\tau_A^{śr}$ - średni czas, który upłynął pomiędzy dwoma kolejnymi najniższymi poziomami aktywności sejsmoakustycznej (poziomy te to miejsca, w których rozpoczyna się wyraźny wzrost aktywności),

$\vartheta_A^{śr}$ - średni czas, który upłynął pomiędzy najniższym poziomem aktywności energii sejsmoakustycznej a najbliższym poziomem, w którym aktywność osiąga swą najwyższą wartość (poziom ten to miejsce, od którego rozpoczyna się wyraźny spadek tej aktywności).

Do zbioru danych prognostycznych zaliczamy także czas obserwacji t.
Wartości czasów $\tau_A^{śr}$ i $\vartheta_A^{śr}$ są przygotowane przez Dział Tąpań Kopalni, a w praktyce możemy je odczytać z interpretacji opisu sejsmoakustycznego. Istnieje możliwość bezpośredniego przekazywania wartości $\tau_A^{śr}$ i $\vartheta_A^{śr}$ z urządzeń analogowych (rejestracyjnych) aparatury sejsmoakustycznej do jednostki przetwarzającej dane w OPD Kopalni. Zbiór kart katalogu zapisu sejsmoakustycznego zawiera załącznik 4.

Horyzont prognozy: Do prognozy przyjmowane są średnie wartości $\tau^{śr}$ i $\vartheta^{śr}$ określone z przedziałów czasowych 3 zdarzeń poprzedzających prognozę. Analiza prognoz wykonanych za okres jednego roku z danych metody sejsmologicznej wykazuje, że najdłuższy okres prognozy dla czasu T_1 nie przekracza 60 godzin, a dla czasu T_2 140 godzin.

Skuteczność prognozy: Prognozy były wykonywane od listopada 1987 r. do chwili obecnej.

Tablica 5.10

Metoda sejsmologiczna - wyznaczanie czasowej zdatności górotworu do wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia (silnego wstrząsu) - wariant 3 - z pamięcią 3 ostatnich zdarzeń

Nr	Data	TAU	TETA	TAU ŚR	TETA ŚR	P_1	T_1	T_2	Skuteczność prognozy
1	5.9.88	168	127						
2	6.9.88	37	22						
3	13.9.88	165	81						
4	23.9.88	239	84	123.333	76.6667	.383333	47.2778	123.333	dobra
5	27.9.88	99	25	147	62.3333	.297771	43.7723	147	dobra
6	29.9.88	44	28	167.667	63.3333	.27417	45.9692	167.667	zła
7	4.10.88	109	61	127.333	45.6667	.263969	33.6121	127.333	dobra
8	9.10.88	136	122	84	38	.311475	26.1639	84	dobra
9	11.10.88	49	28	96.3333	70.3333	.422	40.6527	96.3333	dobra
10	13.10.88	50	17	98	70.3333	.417822	40.9465	98	dobra
11	17.10.88	78	45	78.3333	55.6667	.415423	32.5415	78.3333	dobra
12	23.10.88	143	29	59	30	.337079	19.8876	59	dobra
13	26.10.88	88	54	90.3333	30.3333	.251381	22.7081	90.3333	dobra
14	28.10.88	47	23	103	42.6667	.292906	30.1693	103	dobra
15	7.11.88	233	160	92.6667	35.3333	.276042	25.5799	92.6667	dobra
16	9.11.88	41	28	122.667	79	.391736	48.0529	122.667	zła

Prognoz dobrych było 11

T_1 - oczekiwany czas bezpieczny,

T_2-T_1 - oczekiwany czas niebezpieczny,

P_1 - prawdopodobieństwo stacjonarne.

Tablica 5.11

Metoda sejsmoakustyczna - wyznaczanie czasowej zdatności górotworu do wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia (silnego wstrząsu) - wariant 3 - z pamięcią 3 ostatnich zdarzeń

Nr	Data	TAU	TETA	TAU ŚR	TETA ŚR	P_1	T_1	T_2	Skuteczność prognozy
1	4.9.88	84	67						
2	9.9.88	111	47						
3	11.9.88	57	24						
4	18.9.88	177	119	84	46	.353846	29.7231	84	dobra
5	22.9.88	90	62	115	63.3333	.35514	40.8411	115	dobra
6	25.9.88	77	52	108	68.3333	.387524	41.8526	108	dobra
7	30.9.88	122	55	114.667	77.6667	.403813	46.3039	114.667	dobra
8	2.10.88	44	5	96.3333	56.3333	.368996	35.5466	96.3333	dobra
9	5.10.88	65	41	81	37.3333	.315493	25.5549	81	dobra
10	8.10.88	64	24	77	33.6667	.304217	23.4247	77	dobra
11	10.10.88	48	40	57.6667	23.3333	.288066	16.6118	57.6667	dobra
12	12.10.88	49	39	59	35	.37234	21.9681	59	dobra
13	16.10.88	112	39	53.6667	34.3333	.390152	20.9381	53.6667	dobra
14	21.10.88	119	39	69.6667	39.3333	.360856	25.1397	69.6667	dobra
15	23.10.88	48	17	93.3333	39	.29471	27.5063	93.3333	dobra
16	1.11.88	216	85	93	31.6667	.254011	23.623	93	dobra
17	7.11.88	136	86	127.667	47	.269084	34.3531	127.667	dobra
18	10.11.88	65	24	133.333	62.6667	.319728	42.6304	133.333	dobra

Prognoz dobrych było 15

T_1 - oczekiwany czas bezpieczny,
T_2-T_1 - oczekiwany czas niebezpieczny,
P_1 - prawdopodobieństwo stacjonarne.

Dla prognoz, których bazę danych stanowiła wyłącznie metoda sejsmologiczna, uzyskano 70% prognoz trafnych.
Przykłady tych prognoz zawiera tablica 5.10.
Dla prognoz, których bazę danych stanowiła metoda sejsmoakustyczna, uzyskano 85% trafnych prognoz.
Przykłady tych prognoz zawiera tablica 5.11.
W następstwie kontynuowania badań możliwe jest wykorzystanie stochastyczno-markowskiego modelu prognozy do określenia danych przeddecyzyjnych, wykorzystując dane pierwotne uzyskane z innych metod obserwacyjno-doświadczalnych, a zwłaszcza:

- metody sondażu wiertniczego,
- metody grawimetrycznej,
- metody geodezyjnej i innych.

5.3. Przewidywanie możliwości wystąpienia stanów krytycznych zagrożenia wstrząsami górniczymi opierając się na intersubiektywnych procedurach diagnostycznych

W badaniach stanów krytycznych zagrożeń górniczych występujących w obiektach podziemnych kopalń mogą znaleźć zastosowanie intersubiektywne procedury diagnostyczne rozumiane jako spójne, dobrze uzasadnione i dostępne więcej niż jednemu podmiotowi poznającemu sposoby postępowania, umożliwiające określanie związków przyczynowych między obserwowanymi zjawiskami oraz przewidywanie ich następstw [191].

Ocena stanów krytycznych zagrożenia polega na systemowej identyfikacji zdarzeń niebezpiecznych i przypisanie tym zdarzeniom lub ich potencjalnym skutkom prawdopodobieństw pojawienia się.

Podstawowa koncepcja, na której opiera się ocena stanów krytycznych zagrożeń, polega na traktowaniu danego skutku niepomyślnego jako wyniku ciągu zdarzeń. Pojedyncze zdarzenie w takim ciągu zwykle nie wystarcza do spowodowania rozważanego skutku niepożądanego. Jest tak istotnie, co potwierdza wnikliwa analiza dokumentacji wypadków górniczych. Z analizy licznych udokumentowanych tam sytuacji można wywnioskować, że do wypadku lub awarii doszło w wyniku ciągu niepomyślnych okoliczności i błędnych ocen. Formalizację logiczną i graficzną koncepcji ciągu zdarzeń prowadzących do określonego skutku jest uniwersalna metoda oceny stanów złożonych systemów dynamicznych, zwana analizą drzewa zdarzeń (ETA-Event Tree Analysis) [177].

Drzewo zdarzeń jest graficznym obrazem logiki struktur różnorodnych zdarzeń zachodzących w systemie i prowadzących do krytycznych stanów systemu (TE-Top Evant).
Pomocna w zrozumieniu procesów, które decydują o możliwości pojawienia się zdarzeń w drzewach zdarzeń, jest analiza drzewa błędów (FTA-Fault Tree

Analysis), obejmująca kombinacje zdarzeń niepomyślnych, które mogły doprowadzić do rozważanego skutku niepomyślnego [98], [177], [191].

Drzewo błędów zawiera jedno zdarzenie centralne, umieszczone na szczycie i rozbudowuje się w dół, prezentując kombinację zdarzeń na niższym poziomie, które mogą doprowadzić do zdarzenia na szczycie.

Drzewa zdarzeń i drzewa błędów można zastosować do szacowania zagrożenia obiektów kopalni wykorzystując sformalizowane metody analizy jakościowej oraz ilościowej. W sensie jakościowym, to jest bez szacowania prawdopodobieństw, metody drzewa zdarzeń i błędów pomagają zorientować się w całym ryzyku zagrożeniowym i w zrozumieniu zjawisk, których to zagrożenie dotyczy. Ilościowo drzewa zdarzeń i błędów pomagają w wyznaczaniu prawdopodobieństw pewnych ciągów zdarzeń lub pojedynczych zdarzeń.

W opracowaniu pokazano możliwości i korzyści zastosowania metody modelowania stanów krytycznych w problematyce diagnozowania zagrożenia tąpaniami. Nie ogranicza to oczywiście możliwości szerszego wykorzystania przedstawionej procedury, np. w analizie innych zagrożeń naturalnych lub w analizie przyczyn wypadków.

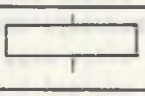
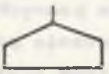
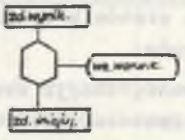
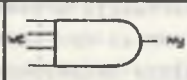
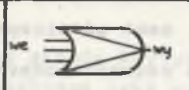
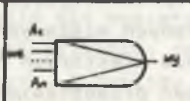
Ocena stanów krytycznych zagrożeń górniczych składa się z następujących etapów:

1. Identyfikacji systemowej obiektów podziemnych zagrożonych możliwością występienia skutków niebezpiecznych zdarzeń np. w postaci tąpnięcia.
2. Konstrukcji drzewa zdarzeń (błędów) dla hipotetycznego niebezpiecznego zdarzenia, np. tąpnięcia w obiekcie.
3. Analizy jakościowej (kwalitatywnej) oraz ilościowej (kwantytatywnej) zdarzeń (błędów).

5.3.1. Modelowanie zdarzeń krytycznych w obiektach zagrożonych wstrząsami górniczymi

Drzewa zdarzeń konstruuje się przy użyciu symboli dwojakiego rodzaju: symboli reprezentujących zdarzenia oraz symboli oznaczających typ operacji logicznych wiążących zdarzenia proste w zdarzenia złożone. Zestawienie niektórych podstawowych symboli przedstawia rys. 5.29. Symbolom zdarzeń przedstawionym na rys. 5.29 przypisano znaczenia, jakie nadaje się im w analizie zagrożeń, wyróżniając zdarzenia niebezpieczne, które cechuje dynamika (przyczyny) oraz zdarzenia o charakterze statycznym (okoliczności).

Warunkiem właściwej konstrukcji drzewa zdarzeń jest wnikliwe rozpoznanie badanego systemu, jego elementów, struktury oraz ograniczeń. Następnie należy określić warunki prawidłowego funkcjonowania systemu oraz jego stany krytyczne. Podstawowym przedmiotem analizy bezpieczeństwa jest badanie zdarzeń odpowiadające stanom krytycznym TE. Wystąpienie stanów krytycznych może wystąpić w różny sposób, np. przy różnych kombinacjach zdarzeń prostych, obejmujących grupy elementów lub pojedyncze elementy systemu. W ana-

SYMBOLE ZDARZEŃ I OPERACJI LOGICZNYCH	
Znaczenie	Symbol
Prostokąt, oznacza wynikowe niebezpieczne zdarzenie, które jest rezultatem operacji logicznej "I" albo "LUB", wykonanej na zbiorze prostszych zdarzeń niebezpiecznych.	
Koło, oznacza zdarzenie stanowiące pierwotne uszkodzenie systemu. Zdarzenie to uważa się za elementarne i nie podlega ono dalszej analizie.	
Romb, oznacza zdarzenie, o którym wiadomo, że jest zdarzeniem złożonym, innym niż elementarne, ale nie będzie dalej rozwijane.	
Domek, oznacza zdarzenie, którego wystąpienie lub niewystąpienie jest normalnie oczekiwane - zwiastun zdarzenia niebezpiecznego Sygnalizuje on zmianę struktury logicznej systemu.	
Zdarzenie opóźnione. Pojawi się ono na wyjściu po określonym czasie.	
Operacja zakazu - warunku. Zdarzenie niebezpieczne na wyjściu wystąpi automatycznie po zaistnieniu zdarzenia na wejściu, o ile spełnione są warunki sprecyzowane na wejściu warunkowym.	
Iloczyn logiczny "I" (funktor "I"). Zdarzenie na wyjściu nastąpi wtedy i tylko wtedy, gdy wystąpią wszystkie zdarzenia na wejściu.	
Suma logiczna "LUB" (funktor "LUB"). Zdarzenie na wyjściu nastąpi wtedy i tylko wtedy, gdy zajdzie co najmniej jedno zdarzenie na wejściu.	
Funktor "LUB" wykluczający. Zdarzenie na wyjściu nastąpi tylko wtedy, gdy zajdzie co najmniej jedno ze zdarzeń na wejściu, przy czym zajście tego zdarzenia wyklucza następne.	
Funktor "I" z priorytetem. Zdarzenie na wyjściu wystąpi wtedy i tylko wtedy, gdy wystąpią wszystkie zdarzenia na wejściu, przy czym jako pierwsze wystąpi zdarzenie A_1, a na końcu zdarzenie A_n.	

Rys. 5.29. Podstawowe symbole zdarzeń i operacji logicznych stosowane w konstruowaniu drzewa błędów

Fig. 5.29. Basic symbols of events and logical operations used in the construing of the tree of errors

lizie zagrożenia bezpieczeństwa obiektu (wyrobiska) podziemnego np. tąpnięciem można stosować podział zdarzeń na trzy grupy. Pierwsza to zdarzenia pierwotne, czyli takie, które są związane wewnętrznie z funkcjonowaniem obiektu, np. wykonaniem wyrobiska i prowadzeniem eksploatacji. Następna grupa zdarzeń to zdarzenia wtórne wywołane w obrębie oddziaływania środowiska naturalnego (otoczenia skalnego). Do trzeciej grupy zdarzeń można zaliczyć takie, które wywołane są przeciążeniami strukturalnymi lub błędami człowieka. Koniecznym warunkiem właściwej analizy zagrożenia bezpieczeństwa obiektu jest określenie zależności zachodzących pomiędzy zdarzeniami. Zdarzenia te łączą między innymi wspólne środowisko i wspólne elementy inicjujące.

Na rys. 5.30 przedstawiono scenariusz drzewa zdarzeń dla sytuacji zagrożenia obiektu podziemnego tąpnięciem. Scenariusz ten opiera się na schemacie kolejności przyczyn i skutków wstrząsów (tąpań) podanych w pracach [13], [14], [96], [179].
Należy go traktować wyłącznie jako przykład zastosowania symboli analizy drzewa zdarzeń w problematyce diagnozowania stanów zagrożeń górniczych.

Po skonstruowaniu drzewa zdarzeń posiadamy pewien obraz kombinacji elementów i zdarzeń, które mogą doprowadzić do wystąpienia zdarzeń niebezpiecznych, a zwłaszcza zdarzeń krytycznych (katastroficznych).

Istotnym elementem analizy jakościowej jest znalezienie wszystkich minimalnych zbiorów cięć. Zbiór cięć jest takim zbiorem niebezpiecznych zdarzeń elementarnych, których zajście pociąga za sobą wystąpienie stanu krytycznego (zdarzenia katastroficznego) w obiekcie.
Minimalność zbioru cięć oznacza, że nie może on być zredukowany i ciągle wystarcza do wystąpienia zdarzenia katastroficznego. Wyszukiwanie minimalnych zbiorów cięć może być wykonywane analitycznie w przypadku niezbyt rozbudowanych struktur lub metodami symulacji w przypadku systemów złożonych.

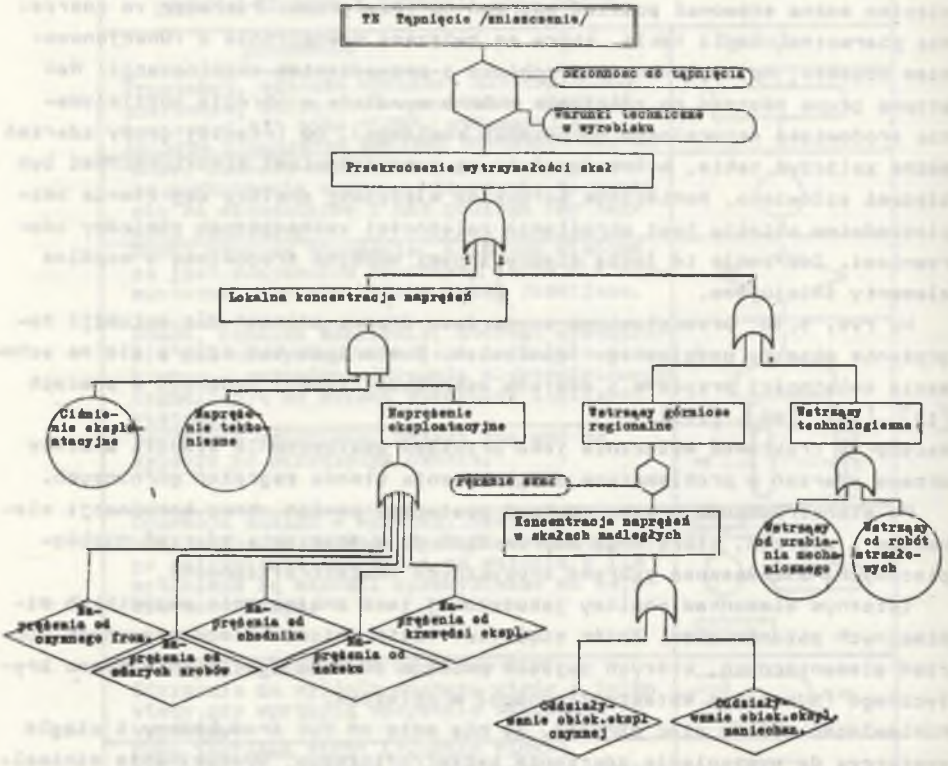
Jeden z prostych algorytmów opracowany został przez Fussela i Veselyego. Przykład jego wykorzystania podany został w pracy [177], a praktycznie przystosowanie do problematyki tąpań uwzględniono na rys. 5.31.

Na rys. 5.30 operacje logiczne łączą symbole zdarzeń, które są wynikiem tych operacji. Są to zdarzenia TE, X_1, X_2, X_3. Poczynając od TE, analizujemy kolejno wszystkie operacje, stosując zapis obowiązujący w rachunku zdań 103 .
Ponieważ, jak wynika z rys. 5.30, TE jest wynikiem "I", więc mamy:

$$TE = X_1 \wedge X_2 \tag{5.112}$$

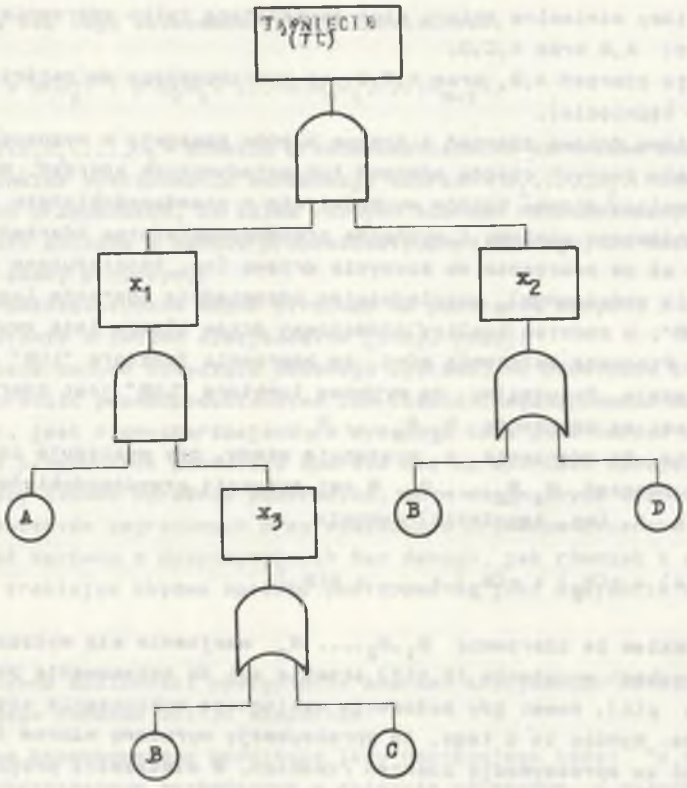
i podobnie

$$X_1 = A \wedge X_3 . \tag{5.113}$$



Rys. 5.30. Scenariusz drzewa zdarzeń prowadzących do występienia tąpnięcia

Fig. 5.30. Screenplay of the tree of events leading to the occurrence of crumping



Rys. 5.31. Przykład operacji logicznych łączących zdarzenia prowadzące do wystąpienia tąpnięcia

Fig. 5.31. Example of logical operations connecting the events leading to the occurrence of crumping

Z kolei X_2 i X_3 są wynikiem "LUB", a więc

$$X_2 = B \vee D \tag{5.114}$$

$$X_3 = B \vee C \tag{5.115}$$

Po podstawieniu (5.113), (5.114), (5.115) do wzoru (5.112) i przeprowadzeniu redukcji otrzymamy:

$$TE = A \wedge B \wedge B \vee A \wedge C \wedge B \vee A \wedge B \wedge D \vee A \wedge C \wedge D =$$

$$= A \wedge B \quad (1 \vee C \vee D) \vee A \wedge C \wedge D =$$

$$= A \wedge B \vee A \wedge C \wedge D \,. \tag{5.116}$$

Otrzymaliśmy minimalne zbiory cięć zawierające tylko zdarzenia elementarne. Są to: A,B oraz A,C,D.
Realizacje zdarzeń A,B, oraz A,C,D są wystarczające do zajścia zdarzenia TE (np. tąpnięcia).

Ilościowo drzewa zdarzeń i drzewa błędów pomagają w wyznaczaniu prawdopodobieństw pewnych ciągów zdarzeń lub pojedynczych zdarzeń. W fazie ilościowej analizy drzewa błędów wychodzi się z prawdopodobieństw zdarzeń pierwotnych niższego poziomu i wyznacza prawdopodobieństwa zdarzeń poziomów wyższych aż do zdarzenia na szczycie drzewa (np. hipotetyczne tąpnięcia w obiekcie podziemnym), uwzględniając odpowiednie operacje logiczne "I" oraz "LUB". U podstaw analizy ilościowej drzew błędów leżą zwykle dwa założenia. Pierwsze założenie mówi, że zdarzenia funktora "LUB" wzajemnie się wyłączają. Przyjmijmy, że wyjściem funktora "LUB" jest zdarzenie A, a wejściami są zdarzenia $B_1,B_2,\ldots,B_n$.
Oznacza to, że zdarzenie A występuje wtedy, gdy występuje co najmniej jedno ze zdarzeń $B_1,B_2,\ldots,B_n$. W tej sytuacji prawdopodobieństwo p(A) zdarzenia A (np. tąpnięcia) wynosi:

$$p(A) = p(B_1) + p(B_2) + \ldots + p(B_n), \tag{5.117}$$

pod warunkiem że zdarzenia $B_1,B_2,\ldots,B_n$ wzajemnie się wyłączają. W wielu przypadkach wyrażenie (5.117) stosuje się do oszacowania prawdopodobieństwa p(A), nawet gdy założenie wzajemnego wykluczania się nie jest spełnione. Wynika to z tego, że aproksymację wyrażoną wzorem (5.117) można uważać za aproksymację zdarzeń rzadkich. W większości przypadków uważa się ją za zadowalającą, gdy poszczególne prawdopodobieństwa $p(B_1)$, $p(B_2),\ldots,p(B_n)$ są małe, ponieważ jest ona ostrożna. W rzeczywistości, niezależnie od tego, czy zdarzenia $B_1,B_2,\ldots,B_n$ wykluczają się wzajemnie czy nie, zachodzi nierówność:

$$p(A) \leq p(B_1) + p(B_2) + \ldots + p(B_n) \tag{5.118}$$

Dzięki temu w wyniku przyjętego oszacowania uzyskujemy zawyżone prawdopodobieństwo zdarzenia A.

Drugie założenie przyjmowane w analizie ilościowej drzew błędów mówi, że wszystkie zdarzenia występujące w drzewie błędów są niezależne w sensie probabilistycznym.

Załóżmy, że C jest wyjściem funktora "I", a zdarzenia $D_1,D_2,\ldots,D_n$ są jego wejściem. Wówczas założenie o niezależności zdarzeń $D_1,D_2,\ldots,D_n$ pozwala wyrazić prawdopodobieństwo zdarzenia C w postaci iloczynu:

$$p(C) = p(D_1) \cdot p(D_2) \cdot \ldots \cdot p(D_n) , \tag{5.119}$$

podczas gdy bez tego założenia zachodzi zależność:

$$p(C) = p(D_1) \cdot p(D_2D_1)\cdot\ldots\cdot p(D_nD_1,\ldots,D_{n-1}), \qquad (5.120)$$

w której $p(D_iD_1,\ldots,D_j)$ oznacza prawdopodobieństwo warunkowe zdarzenia D_i pod warunkiem występowania koniunkcji zdarzeń $D_1,\ldots,D_j$. Można przyjąć w takich przypadkach, że kilka różnych zdarzeń niebezpiecznych występuje w sposób zależny w sensie probabilistycznym dlatego, że następuje w wyniku tej samej przyczyny.

Oceny probabilistyczne można otrzymać na podstawie danych, z modeli lub na podstawie orzeczeń specjalistów [128], [133].

Jeżeli baza danych dotycząca badanego systemu, na podstawie której staramy się określić prawdopodobieństwa lub częstość występowania zdarzeń pierwotnych, jest niewystarczająca (a sytuacja taka jest bardzo częsta), to w takich przypadkach pozostaje oparcie się na opiniach specjalistów [191]. Należy jednak wyraźnie podkreślić, że w diagnostyce stanów niebezpiecznych obiektów zagrożonych przy szacowaniu prawdopodobieństw powinniśmy korzystać zarówno z dyspozycyjnych baz danych, jak również z opinii ekspertów, traktując obydwa sposoby postępowania jako wzajemnie uzupełniające się.

5.3.2. Ocena możliwości wystąpienia zdarzeń krytycznych metodą grupowego sondażu opinii ekspertów

U podstaw proponowanego podejścia leży następująca teza: "o ile zdarzeniom niebezpiecznym zachodzącym w obiekcie górniczym, a zwłaszcza w jego otoczeniu naturalnym, nie można przypisać określonych prawdopodobieństw w sposób bezpośredni ze względu na ich niedostępność lub nieobserwowalność dla zmysłów człowieka, o tyle można takie prawdopodobieństwa wyznaczyć dla zwiastunów (symptomów, prekursorów) tych zdarzeń". Zwiastuny te znane są z obserwacji bezpośrednich dokonanych przez człowieka w obiekcie podziemnym lub z obserwacji pośrednich wykorzystujących dane uzyskiwane z metod pomiarowo-doświadczalnych [100], [127]. W tych przypadkach źródłem i przetwornikiem informacji mogą być specjaliści (eksperci) - obserwatorzy lub operatorzy systemu.

Innymi słowy: jeżeli baza danych dotycząca występowania niebezpiecznych zdarzeń (wstrząsów), na podstawie której można by określić prawdopodobieństwa wystąpienia ich niebezpiecznych skutków (tąpań) jest niewystarczająca, wówczas można się oprzeć na opiniach ekspertów [126].

Metoda grupowej oceny ekspertów została opisana w licznych publikacjach, między innymi w [2], [166], [218], [219], [235], a jej zastosowanie do problematyki tąpań zawiera praca [134].

Metoda ta zawiera kilkuetapową procedurę określania subiektywnych ocen zdarzeń rzadkich. W pierwszym etapie przedstawia się ekspertowi listę zda-

rzeń z prośbą o wskazanie najbardziej prawdopodobnego i najmniej prawdopodobnego zdarzenia na liście (ankiecie), a także o uszeregowanie wszystkich zdarzeń według rosnącego prawdopodobieństwa. W drugim etapie prosi się eksperta o podanie jego własnej oceny względnego prawdopodobieństwa różnych zdarzeń. W ocenach użyteczna jest klasyfikacja według kategorii jakościowych, takich jak: wiarygodne, możliwe do wystąpienia, niewiarygodne, nadzwyczaj mało prawdopodobne, nieprawdopodobne [126]. W trzecim kroku stawia się ekspertowi pytanie, czy poszczególne zdarzenia przedstawione w liście są mniej lub bardziej prawdopodobne niż pewne zdarzenia odniesienia.

Ponadto w metodzie ekspertów określa się:

- wskaźniki względnej ważności oceny,
- stopień zgodności ekspertów,
- kompetentność ekspertów,
- wpływ czasu na ocenę określonego zdarzenia.

Metodę grupowej oceny ekspertów możemy wykorzystać w diagnozie stanu zagrożenia tąpaniami, na etapie oceny zmian identyfikatorów niebezpiecznych zjawisk dynamicznych.
Celem oceny może być np. wytypowanie w systemie obiektów podziemnych kopalni tych, które są szczególnie zagrożone. Podstawę oceny stanowią wyznaczone dla tych obiektów prawdopodobieństwa zagrożenia. Obiektami ocenianymi mogą być strefy aktywności geodynamicznej lub konkretnie wyrobiska.

Względna ważność ocen

Poszczególne ekspertyzy dotyczące każdego zagrożonego obiektu zawierają zestaw ocen wyrażonych przez każdego eksperta poprzez odpowiedź na pytanie wyszczególnione w kwestionariuszu.
Oceny te wyrażone są w odpowiedniej skali i wówczas można mówić o względnej ważności cech lub problemów w ocenie całego obiektu. Względną ważność ocen można także zinterpretować jako "wagi" poszczególnych cech charakteryzujących badany obiekt.
Aby przedstawić sposoby opracowywania oceny wyrażonych przez ekspertów, przyjęto następujące oznaczenia:

m - ilość ekspertów biorących udział w ocenie grupowej,
$1,2,3,\ldots,i,\ldots,m$ - kolejne numery ekspertów,
n - liczba obiektów objęta oceną,
$1,2,\ldots,j,\ldots,n$ - kolejne numery ocenianych obiektów,
m_j - ilość ekspertów oceniających j-ty obiekt,
n_j - ilość maksymalnie możliwych ocen przydzielonych j-temu obiektowi,
$C_{i,j}$ - względna ważność oceny (w punktach) wyrażona przez i-tego eksperta dla j-tego obiektu,
m_1 - liczba ekspertów oceniających co najmniej jeden obiekt.

Opisana metodyka uwzględnia takie przypadki, gdy niektórzy eksperci uważają siebie za niedostatecznie kompetentnych w odpowiedzi na dane pytanie i wyrażania swoich ocen.
Wyniki przeprowadzonych badań ujmuje się w postaci tablicy 5.11a. W tablicy tej wiersze odpowiadają ocenom poszczególnych obiektów (celów, zdarzeniom lub czynnikom), kolumny zaś przedstawiają ekspertów biorących udział w ocenie grupowej.

Wskaźnik uogólnionej opinii grupy ekspertów dla określonego obiektu można wyrazić za pomocą średniej statystycznej M_j wartości ocen wyrażonych w punktach. Wskaźnik M_j oblicza się wg wzoru:

$$M_j = \frac{\sum_{i=1}^{m_j} c_{ij}}{m_j} \qquad (5.121)$$

Wskaźnik M_j pozwala określić uogólnioną opinię ekspertów dla każdego z "n" obiektów. Im większa jest wartość M_j, tym większe zagrożenie posiada j-ty obiekt w grupie obiektów poddanych ocenie ekspertów.

Tablica 5.11a

Zestawienie ocen ekspertów - macierz ocen

Eksperci	Oceniane obiekty (cechy) - kierunki badań										
	1	2	3	.	.	.	j	.	.	.	n
1	c_{11}	c_{12}	c_{13}				c_{1j}				c_{1n}
2	c_{21}	c_{22}	c_{23}				c_{2j}				c_{2n}
3	c_{31}	c_{32}	c_{33}				c_{3j}				c_{3n}
.											
.											
.											
i	c_{i1}	c_{i2}	c_{i3}				c_{ij}				c_{in}
.											
.											
.											
m-1	$c_{m-1,1}$	$c_{m-1,2}$	$c_{m-1,3}$				$c_{m-1,j}$				$c_{m-1,n}$
m	$c_{m,1}$	$c_{m,2}$	$c_{m,3}$				$c_{m,j}$				$c_{m,n}$

Sumę rang ocen S_j - wyznacza się w następujący sposób:

Rangowanie przeprowadza się dla różnych ocen każdemu obiektowi wyrażonych przez każdego eksperta. Każdą ocenę danego obiektu wyrażoną przez i-tego eksperta przedstawia się za pomocą liczb naturalnych w taki sposób, że liczbie 1 przypisuje się maksymalną ocenę, a liczbie "n" (ilość obiektów) - minimalną. Jeżeli wszystkie "n" oceny są różne, to cięg kolejnych liczb naturalnych odpowiada rangom ocen i-tego eksperta. O ile wśród ocen wyrażonych przez i-tego eksperta występują równe oceny, wówczas nadaje się im jednakowe rangi równe średniej arytmetycznej odpowiednich liczb z cięgu liczb naturalnych.

W przypadku gdy dany ekspert uważa siebie za niewystarczająco kompetentnego do oceny zagrożenia obiektu oraz nie wyraził swojej oceny o wybranym obiekcie, wówczas do rangowania wielkości oceny przyjmuje się średnią statystyczną m_j wartości ocen tego obiektu. Z przypadku tego wyłęcza się te sytuacje, w których ekspert nie dał żadnej oceny.

Jeżeli m_1 oznacza ilość ekspertów, którzy podali swoje oceny chociażby jednemu obiektowi, to suma ocen S_j dla j-tego obiektu wynosi:

$$S_j = \sum_{i=1}^{m_1} R_{ij} , \tag{5.122}$$

gdzie:

R_{ij} - ranga oceny i-tego eksperta dla j-tego obiektu.

W analizie porównawczej ważności różnych obiektów ze względu na S_j najbardziej ważne są te obiekty, które charakteryzuję się najmniejszą wartością S_j.

Stopień zgodności opinii ekspertów

Obok wskaźników względnej ważności oceny istotne znaczenie posiada stopień zgodności opinii ekspertów.

Znając wariancję σ_j^2 ocen dla danego kierunku badań (j-tego obiektu) oraz średniokwadratowe odchylenie ocen S_j, można obliczyć współczynnik zmienności ocen V_j następująco:

$$\sigma_j^2 = \frac{\sum_{i=1}^{m_j} (c_{ij} - M_j)^2}{m_j} \tag{5.123}$$

$$\delta_j = \sigma_j^2 \tag{5.124}$$

$$V_j = \frac{\delta_j}{M_j} \tag{5.125}$$

Współczynnik zmienności V_j oblicza się dla każdego kierunku badań. Charakteryzuje on stopień zgodności opinii ekspertów ze względu na zagrożenie j-tego obiektu. Im mniejsza jest wartość V_j, tym wyższy jest stopień zgodności opinii ekspertów co do względnej ważności j-tego obiektu w grupie obiektów.

Stopień zgodności opinii ekspertów w odniesieniu do względnej ważności zestawu ocen dla wszystkich badanych obiektów określa współczynnik konkordacji W. Współczynnik konkordacji W określa się dla każdego pytania typu - "ocena ważna" poprzez obliczenie następujących wskaźników:

a) średniej arytmetycznej sumy rang ocen $M[S_j]$ dla wszystkich badanych obiektów:

$$M[S_j] = \frac{\sum_{i=1}^{n} S_j}{n} \tag{5.126}$$

b) odchylenie d_j sumy rang ocen j-tych obiektów od średniej arytmetycznej sumy rang ocen dla wszystkich badanych obiektów:

$$d_j = S_j - M[S_j] \tag{5.127}$$

c) wskaźnik T_i - rang łączonych ocen wyrażonych przez i-tego eksperta. Jeżeli wszystkie "n" rangi ocen wyrażone przez i-tego eksperta są różne, to $T_i = 0$.

O ile występują jednakowe rangi ocen, wówczas

$$T_i = \sum_{l=1}^{\alpha} (t_l^3 - t_l) , \tag{5.128}$$

gdzie:

α - ilość grup rang łączonych,

t_l - ilość rang łączonych w l-tej grupie.

Stąd współczynnik konkordacji W obliczyć można wzorem:

$$W = \frac{\sum_{i=1}^{n} d_j^2}{m^2(n^3 - n) - m_1 \sum_{i=1}^{m_1} T_i} . \tag{5.129}$$

Współczynnik konkordacji W może przyjmować wartości w przedziale od 0 do 1. Wartość jego określa się dla każdego pytania typu "ocena względnej ważności".

Przy pełnej zgodności opinii ekspertów W = 1. Zmiana W od 0 do 1 odpowiada wzrostowi stopnia zgodności opinii ekspertów. Zaznaczyć trzeba, że przedstawiona metoda pozwala określić grupy ekspertów, wewnętrz których zgodność opinii jest duża, a także ujawnić ekspertów mających oryginalne punkty widzenia, różniące się od opinii większości. Jeżeli wartości współczynnika konkordacji W są niewielkie, oznacza to, że słaba jest zgodność opinii ekspertów. Przyczyny tego stanu mogę być różne. W celu określenia grupy ekspertów, która odznacza się dużą zgodnością opinii, można zalecić następujący sposób postępowania: ze zbioru ekspertów wyklucza się jednego eksperta, a dla pozostałych oblicza się współczynnik konkordacji W_1.

Jeżeli współczynnik konkordacji W_1 jest większy od W obliczonego dla całego zbioru ekspertów, to tego eksperta eliminuje się z dalszych rozważań.

Jeżeli zaś okaże się, że W_1 jest mniejsze od W, to danego eksperta pozostawia się w dalszej analizie. Obliczenia przeprowadza się kolejno dla każdego eksperta. W rezultacie obliczeń dla pozostających w zbiorze ekspertów uzyskuje się podwyższenie stopnia zgodności opinii.

Stopień zgodności opinii każdego eksperta w porównaniu z resztę ekspertów przedstawić można poglądowo w postaci wykreślenie wieloboku. Wierzchołkom wieloboku odpowiadają poszczególni eksperci, a proste łączące dany wierzchołek z pozostałymi wierzchołkami przedstawiają tzw. współczynniki korelacji rangowania parami.

Współczynnik korelacji rangowania parami pomiędzy ocenami dwóch dowolnych ekspertów α oraz β wyznaczyć można wzorem:

$$\rho_{\alpha,\beta} = \frac{\sum_{i=1}^{n} \phi_j^2}{\frac{1}{6}(n^3 - n) - \frac{1}{12}(T_\alpha - T_\beta)}, \qquad (5.130)$$

gdzie:

ϕ_j - wartość różnicy (absolutna) rang ocen dla j-tego kierunku badań, wyrażonych przez ekspertów α oraz β,

$$\phi_j = |R_{\alpha j} - R_{\beta j}|, \qquad (5.131)$$

T_α, T_β - wskaźniki rang łączonych ocen ekspertów α oraz β.

Współczynnik korelacji rangowania parami może przyjmować wartości $-1 \leq \rho \leq 1$. Wartość $\rho = +1$ odpowiada pełnej zgodności opinii dwóch ekspertów. Wartość $\rho = -1$ wskazuje, że opinia eksperta jest przeciwstawna opinii drugiego.

Wielobok ocen pozwala także określić grupy ekspertów, wewnątrz których zgodność opinii jest duża oraz ujawnić występowanie niezgodności pomiędzy poszczególnymi grupami ekspertów.
Im niższy jest poziom statystycznej istotności wskaźnika zgodności opinii ekspertów, tym większe jest prawdopodobieństwo tego, że występuje nieprzypadkowa zgodność opinii ekspertów.
Metodę określania poziomu istotności ze względu na kryterium kwadratowego powiązania χ_R^2 można sformułować następująco:

1) - określa się wartość χ_R^2 wg wzoru:

$$\chi^2 = \frac{12 \sum_{j=1}^{n} d_j^2}{m_1 \cdot n(n+1) - \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^{m_1} T_i} \qquad (5.132)$$

2) - oblicza się liczbę stopni swobody:

$$\nu = n - 1 , \qquad (5.133)$$

3) - z tablic - χ^2 dla danej liczby stopni swobody znajduje się najbliższą do określonej wzorem (5.132) wartość tablicową,

4) - wyznacza się poziom istotności.

Kompetentność ekspertów

Aktywność ekspertów w przeprowadzonych badaniach można wyrazić wskaźnikiem aktywności następująco:

$$k_{ae,j} = \frac{m_1}{m} \qquad (5.134)$$

Im większą wartość przyjmuje wskaźnik aktywności $k_{ae,j}$, tym większa liczba ekspertów bierze udział w opracowywaniu oceny grupowej j-tego obiektu.
Wskaźnik $k_{ae,j}$ można także uważać za pewnego rodzaju miarę kompetencji ekspertów do oceny j-tego obiektu.
W literaturze dotyczącej wykorzystania oceny grupowej ekspertów można spotkać próby określenia kompetencji ekspertów.
W tym celu wskaźnik kompetentności ekspertów definiowany jest następująco:

$$k_k = \frac{k_z + k_e}{2} , \qquad (5.135)$$

gdzie:

k_k - współczynnik kompetentności eksperta,

k_z - współczynnik określający stopień znajomości przez eksperta ocenianego problemu,

k_a - współczynnik argumentowalności.

Współczynnik k_z - stopnia znajomości określa sam ekspert poprzez samoocenę. Zalecić można w przeprowadzeniu badań 10-punktową skalę samooceny. Na podstawie dostępnej literatury w tablicy 5.12 podano odpowiednie wartości punktowe, które mogą być pomocne w przeprowadzeniu samooceny przez eksperta. Samoocena dotyczy stopnia znajomości danego zagadnienia, a więc związanej z oceną poszczególnych obiektów. Samoocena eksperta wyrażona w punktach pomnożona przez wartość 0,1 daje w wyniku współczynnik k_z.

Tablica 5.12

Skala punktowa określająca współczynnik k_z
- stopień znajomości problemu zagrożenia przez eksperta

Stopień znajomości zagadnienia	Skala punktowa
1. Ekspert nie zna danego zagadnienia lub problematyki zagrożeń.	0
2. Ekspert posiada słabe rozeznanie w problemie zagrożeń. Jednak badany i oceniany problem znajduje się w sferze jego osobistego zainteresowania.	1, 2, 3
3. Ekspert zadowalająco zna dany problem, ale nie bierze bezpośredniego udziału w jego praktycznym rozwiązywaniu.	4, 5, 6
4. Ekspert posiada dobre rozeznanie w danym problemie i uczestniczy w jego praktycznym rozwiązywaniu.	7, 8, 9
5. Oceniany problem wchodzi w zakres specjalizacji eksperta.	10

Tablica 5.13

Skala punktowa źródeł argumentowania dla oceny kompetentności ekspertów

Źródła argumentacji	Stopień argumentacji		
	wysoki	średni	niski
1. Analiza teoretyczna	0,3	0,2	0,1
2. Doświadczenie górnicze	0,5	0,4	0,2
3. Intuicja	0,2	0,2	0,2

Współczynnik argumentowalności k_a uwzględnia strukturę źródeł argumentowania, jaką posługują się eksperci przy wyrażaniu swojej opinii. Ogólnie można wyróżnić kilka źródeł argumentacji, które zestawiono w tablicy 5.13. Eksperci w trakcie badań powinni zaznaczyć posługując się wartościami podanymi w tablicy 5.13, sposoby argumentowania, np. poprzez podkreślenie odpowiednich pozycji w wyżej wymienionej tablicy dla poszczególnych ocenianych obiektów bądź dla całej grupy badań, tę kwestię powinno się rozstrzygnąć w fazie organizacji badań. Współczynnik argumentowalności k_a wyznacza się dla każdego ekeperta i jest sumę wartości liczbowych odpowiednich pozycji tablicy.

Konstruując tablicę wzięto pod uwagę następujące założenia:

a) współczynnik k_a nie powinien być większy od 1,

b) wartości $k_a = 1$ powinien odpowiadać wysoki stopień wpływu wszystkich źródeł argumentacji na wyrażenie opinii przez eksperta.
Dla

$k_a = 0{,}8$ - średni stopień wpływu źródeł argumentacji,

$k_a = 0{,}5$ - niski stopień wpływu wszystkich źródeł argumentacji wyszczególnionych w tablicy,

c) wartości współczynnika k_a powinny się zmniejszać przechodząc od "doświadczenia przemysłowe" do "analiza teoretyczna" oraz od "analiza teoretyczna" do pozostałych źródeł argumentacji.

Analiza wpływu czasu na ocenę określonego zdarzenia

Metoda grupowej oceny ekspertów, jak wiadomo, składa się z kilku przeprowadzonych etapów badań, które kolejno po sobie następują. Stąd interesujący jest rozkład ocen ekspertów na skali czasu w kolejnych rundach wyrażania opinii.
Zaleca się wzorem statystycznego opracowania podobnych zagadnień przyjęcie takich wielkości, jak: górny i dolny kwantyl oraz medianę dla danego rozkładu ocen.
Przyjęto następujące oznaczenia:

t_o - wartości ocen najwcześniejsze,

$t_{o;25}$ - wartości ocen oddzielające 25% najwcześniejszych ocen ze wszystkich posiadanych - dolny kwantyl,

$t_{o;5}$ - wartości ocen, które dzielą na uporządkowanej osi czasu zestaw wszystkich ocen na dwie równe części pod względem ilości - mediana,

$t_{o;75}$ - wartości ocen oddzielające 25% najpóźniejsze ze wszystkich posiadanych - górny kwantyl,

$t_{1;o}$ - wartości najpóźniejszych ocen.

Określenie wielkości $t_{o;25}$, $t_{o;5}$, $t_{o;75}$ przeprowadza się następująco:

- najpierw należy wszystkie oceny uporządkować na osi czasu,
- środkowy człon przedstawia $t_{o;5}$, który posiada tę własność, że ilość ocen najwcześniejszych i najpóźniejszych jest jednakowa, aniżeli $t_{o;5}$,
- następnie określa się wartości $t_{o;25}$ oraz $t_{o;75}$ przy czym 25% ocen będzie się znajdować pomiędzy $t_{o;25}$ i $t_{o;5}$ oraz 25% między $t_{o;5}$ i $t_{o;75}$,
- wielkości $t_{o;25}$, $t_{o;5}$, $t_{o;75}$ dzielą cały zestaw ocen na 4 równoliczebne grupy,
- wartość $t_{o;\bar{5}}$ - przyjmuje się za wskaźnik uogólnionej opinii ekspertów od oczekiwanego czasu dokonania określonego zdarzenia.

Wartości $t_{o;25}$, $t_{o;75}$, t_o oraz $t_{1;o}$ charakteryzują stopień zgodności opinii ekspertów w czasie dokonania zdarzenia, tj. przeprowadzonej oceny przez ekspertów.
Im mniejsza jest różnica pomiędzy $t_{1;o} - t_o$ oraz $t_{o;75} - t_{o;25}$, tym większa jest zależność zgodności opinii ekspertów od czasu dokonania określonego zdarzenia.

5.3.3. Przeprowadzenie badań w kopalni oraz analizy uzyskanych wyników

Metodą grupowego sondażu opinii ekspertów posłużono się do zidentyfikowania w kopalni miejsc szczególnie zagrożonych zjawiskami geodynamicznymi i określenie prawdopodobieństwa wystąpienia tych zjawisk. Badania przeprowadzono w KWK "Pstrowski".
Objęły one:

1. Wytypowanie rejonów kopalni szczególnie silnie zagrożonych zjawiskami geodynamicznymi.
2. Wyodrębnienie w wytypowanych oddziałach obiektów (wyrobisk) najbardziej zagrożonych.

Prawdopodobieństwo zagrożenia bezpieczeństwa oddziału czy obiektu uwarunkowane zajściem niebezpiecznego zdarzenia wyznaczono ze wzoru:

$$P(Z/\bar{A}) = 0{,}25(M_j - 1) , \qquad (5.136)$$

gdzie: M_j oznacza ocenę danej sytuacji przez grupę ekspertów złożoną z "m" ekspertów oceniających "n" obiektów.
Każdy z ekspertów przyznaje danej sytuacji ocenę $C_{i,j}$ ze skali pięciopunktowej.
$C_{i,j}$ wyraża względną wartość oceny wyrażoną przez i-tego eksperta dla j-tego obiektu.

Wskaźnik M_j wyrażający średnią statystyczną wartość ocen oblicza się ze wzoru:

$$M_j = \frac{\sum_{i=1}^{m_j} C_{ij}}{m_j} \qquad (5.137)$$

Po podstawieniu (5.137) do (5.136) otrzymujemy:

$$P_i(Z/\bar{A}) = \frac{\sum_{i=1}^{m_j} C_{ij} - m_j}{4\, m_j} \qquad (5.138)$$

Pięciopunktową skalę ocen określono następująco:

$$C_{ij} = \begin{cases} 1 & \text{- zdarzenia oceniane nie występują} \\ 2 & \text{- zdarzenia oceniane występują rzadko} \\ 3 & \text{- zdarzenia oceniane występują czasami} \\ 4 & \text{- zdarzenia oceniane występują często} \\ 5 & \text{- zdarzenia oceniane występują regularnie} \end{cases}$$

W pierwszym etapie badań udział wzięło 10 ekspertów, których kompetentność została sprawdzona wskaźnikiem:

$$K_k = \frac{K_z + K_a}{2}, \qquad (5.139)$$

gdzie:

K_k - wskaźnik kompetentności eksperta,
K_z - współczynnik określający stopień znajomości problematyki tąpań,
K_a - współczynnik argumentowalności.

Współczynnik K_z został w wyniku samooceny ekspertów określony wartością 1, co jest rzeczą normalną wobec faktu, że wszyscy eksperci zostali dobrani w ten sposób, aby problematyka tąpań była zgodna z ich specjalizacją zawodową.

Współczynnik K_a uwzględniający strukturę źródeł argumentowania ekspertów był również wysoki, jednakowy dla wszystkich, równy 0,8. Wynikał on z faktu, że źródła argumentacji ekspertów były jednakowe i obejmowały: analizę teoretyczną (0,3) oraz doświadczenia górnicze (0,5).

Wskaźnik:

$$K_k = \frac{1 + 0,8}{2} = 0,9 \qquad (5.140)$$

jest wskaźnikiem wysokim i świadczy o właściwym doborze ekspertów.

Ekspertami byli:

1) Naczelny Inżynier Kopalni,
2) Inżynier ds. Tąpań,
3) Główny Inżynier,
4) Nadsztygar ds. Tąpań,
5) Zawiadowca Ruchu,
6) Inżynier Geofizyk,
7) Kierownik Robót Górniczych,
8) Nadsztygar Górniczy,
9) Sztygar Oddziału Profilaktyki Przeciwtąpaniowej,
10) Geolog Górniczy.

Otrzymali oni indywidualne ankiety (załącznik nr 5), w których wytypowane były następujące oddziały górnicze KWK "Patrowski" (tablica 5.14).

Tablica 5.14

Lp.	Oddziały górnicze	Główne obiekty w oddziałach górniczych
1	KG-3	Ściany nr 34 620 i 34b 620,
2	KG-3	Ściany nr W1 621,
3	KG-6	Ściany nr 310, 304, 311,
4	KG-6	Ściany nr 202, 914,
5	KG-7	Ściany nr 11a, 36
6	KG-8	Ściany nr 238, 239,
7	KG-9	Ściana nr 414,
8	KG-10	Ściany nr 204, 302,
9	KG-12	Ściany nr 1, 2, 146, 151

Ekspertom zaproponowano wartościowanie zgodne z kryteriami oceny sejsmicznej [255] zawartymi w tablicy 5.15.

Po przeprowadzeniu badań ankietowych (wywiad kierowany) sporządzono macierz ocen ekspertów - tablica 5.16.

Tablica 5.16 zawiera także względne wartości ocen wyrażonych przez ekspertów - C_{ij} oraz wskaźniki statystycznych wartości tych ocen M_j.

Po podstawieniu uzyskanych wartości M_j do wzoru (5.136) otrzymano prawdopodobieństwo zagrożenia bezpieczeństwa ocenianych oddziałów górniczych KWK "Patrowski".

Tablica 5.15

Charakterystyka zdarzeń w oddziałach KWK "Pstrowski"		Ilość punktów oceny
Ocena zdarzeń	Ocena przebiegu	
Zdarzenia niebezpieczne nie występowały w przeszłości lub występowały pojedyncze wstrząsy o energii $10^2 - 10^3$ [J].	Uważam, że rejon kopalni nie jest zagrożony silnym odprężeniem lub tąpnięciem	1
Występują wstrząsy, ale rzadko np. kilka wstrząsów o energii $10^2 - 10^3$ [J]. Sporadycznie raz na kilka dni wstrząsy o energii 10^4 [J].	Uważam, że rejon kopalni jest słabo zagrożony silnym odprężeniem lub tąpnięciem	2
Występują częste wstrząsy o energii $10^2 - 10^3$ [J]. Pojedyncze wstrząsy o energii 10^4 [J].	Uważam, że rejon kopalni jest umiarkowanie zagrożony silnym odprężeniem lub tąpnięciem	3
Występują częste wstrząsy o energii $10^4 - 10^5$ [J]. Sporadycznie raz na kilka dni wstrząsy o energii 10^6 [J].	Uważam, że rejon kopalni jest poważnie zagrożony silnym odprężeniem lub tąpnięciem	4
Występują silne, częste wstrząsy o energii $10^4 - 10^6$ [J]. Sporadycznie raz na kilkanaście lub kilkadziesiąt dni wstrząsy o energii $10^7 - 10^9$ [J].	Uważam, że rejon kopalni jest nadzwyczaj zagrożony silnym odprężeniem lub tąpnięciem	5

Tablica 5.16

Eksperci nr	Oddziały KWK "Pstrowski"								
	KG-3 620	KG-3 621	KG-5	KG-6	KG-7	KG-8	KG-9	KG-10	KG-12
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	2	1	2	2	2	5	2	1	3
2	2	1	1	3	4	4	4	1	2
3	3	1	1	2	4	5	3	1	3
4	4	1	1	4	3	4	2	2	3
5	3	2	1	3	3	3	2	2	2

cd. tablicy 5.16

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
6	2	2	3	2	3	5	2	1	4
7	2	1	1	1	4	5	4	2	4
8	4	1	2	4	2	4	3	2	3
9	2	1	3	1	4	5	3	1	4
10	2	1	2	3	3	4	2	2	3
C_{ij}	26	12	17	25	32	44	27	15	31
M_j	2,6	1,2	1,7	2,5	3,2	4,4	2,7	1,5	3,1

Wartości tych prawdopodobieństw pozwalają na ustalenie priorytetów dalszych działań diagnostycznych (tablica 5.17).

Tablica 5.17

Oddziały KWK "Petrowski"	KG-3 620	KG-3 621	KG-5	KG-6	KG-7	KG-8	KG-9	KG-10	KG-12
$P_i(Z/\overline{A})$	0,400	0,300	0,175	0,375	0,550	0,850	0,425	0,125	0,525
Kolejność działań diagnostycznych	V	VII	VIII	VI	II	I	IV	IX	III

Kolejnym krokiem analizy diagnostycznej jest ocena zagrożenia bezpieczeństwa obiektów, stanowiących elementy systemu oddziału produkcyjnego.

W pierwszej kolejności analizie takiej muszą podlegać te obiekty, które należą do systemu oddziałów najbardziej zagrożonych, tj. tych, które mają najwyższe wartości wskaźników $P_i(Z/\overline{A})$.

Ponieważ najwyższy taki wskaźnik ma oddział KG-8, obiekty tego oddziału w pierwszej kolejności będą przedmiotem oceny diagnostycznej.

Analiza innych obiektów kopalni odbywa się w dalszej kolejności według procedury przedstawionej na rysunku z zastosowaniem reguły stopniowania ($P_i > \varepsilon$).

Dla przeprowadzenia diagnozy stanu zagrożenia zjawiskami geodynamicznymi w wyrobiskach górniczych oddziału KG-8 wybrano grupę ekspertów składających się z osób kierownictwa kopalni, wyższego, średniego i niższego dozoru górniczego kopalni.

Liczebność grupy ekspertów związano ściśle z jednym z zasadniczych celów diagnozy, jaką jest wysoki stopień obiektywizmu ocen.

Uwzględniono również takie zróżnicowanie ekspertów, aby ich potencjalne interesy nie były zbyt zgodne między sobą, a także aby, o ile to możliwe, nie były w pełni zgodne z celami diagnozy. Nie uwzględniono jednak, i to w sposób celowy, grupowania ekspertów różnych specjalności. Przyjęto bowiem założenie, że specjalista górnik nie znający problematyki tąpań dobrze i nie zajmujący się tą problematyką nie posiada kwalifikacji eksperta.

Ekspertami byli:

1) Kierownik Robót Górniczych,
2) Nadsztygar ds. Tąpań,
3) Sztygar Oddziału KG-8,
4) Sztygar ds. Profilaktyki Przeciwtąpaniowej,
5) Sztygar Zmianowy zmiany A na ścianie 239,
6) Sztygar Zmianowy zmiany B na ścianie 239,
7) Sztygar Zmianowy zmiany C na ścianie 239,
8) Inspektor ds. Sejsmologii i Sejsmoakustyki zmiany A,
9) Inspektor ds. Sejsmologii i Sejsmoakustyki zmiany B,
10) Inspektor ds. Sejsmologii i Sejsmoakustyki zmiany C,
11) Sztygar Zmianowy zmiany A na ścianie 238,
12) Sztygar Zmianowy zmiany B na ścianie 238,
13) Sztygar Zmianowy zmiany C na ścianie 238,
14) Inspektor ds. BHP zmiany A 239,
15) Inspektor ds. BHP zmiany B 239,
16) Inspektor ds. BHP zmiany C 239.

Eksperci otrzymali indywidualne ankiety (załącznik nr 5), w których były wytypowane obiekty oddziału KG-8 zawarte w tablicy 5.18.

Tablica 5.18

Symbol obiektu	Nazwa obiektu
A	Ściana 238 620
B	Ściana 239 620
C	Chodnik nadścianowy ściany 238
D	Chodnik podścianowy ściany 238
E	Chodnik nadścianowy ściany 239
F	Chodnik podścianowy ściany 239
G	Przekop 21
H	Przekop 20
I	Przekop 4
J	Pochylnia badawcza w pokładzie 620
K	Przekop 56
L	Chodnik 55 w pokładzie 505
M	Pochylnia w pokładzie 504
N	Ściana 414 w pokładzie 504
O	Chodnik nadścianowy ściany 414

Ekspertom zaproponowano oceny zawarte w tablicy 5.19.

Tablica 5.19

Charakterystyka zdarzeń w wyrobiskach kopalni		Ilość punktów oceny
Ocena zdarzeń	Ocena przebiegu	
Zdarzenia niebezpieczne nie występowały, a jeżeli mają miejsce, to są nieodczuwalne.	Uważam, że wyrobisko nie jest zagrożone silnym odprężeniem lub tąpnięciem.	1
Rzadko występują słabe wstrząsy. Nie stwierdza się wyraźnych odspojeń.	Uważam, że wyrobisko jest słabo zagrożone odprężeniem lub tąpnięciem.	2
Występują słabo odczuwalne wstrząsy, ale są one częste. Występują stuki i trzaski. Były sporadyczne przypadki odspojeń.	Uważam, że wyrobisko jest umiarkowanie zagrożone silnym odprężeniem lub tąpnięciem.	3
Występują odczuwalne wstrząsy o umiarkowanej energii. Sporadycznie są to wstrząsy wyraźnie odczuwalne. Obserwuje się stuki, trzaski, spękania, wyciskanie.	Uważam, że wyrobisko jest poważnie zagrożone silnym odprężeniem lub tąpnięciem	4
Występują częste, silne wstrząsy. Odczuwa się spękania i częste odspojenia ociosów. Odczuwane są przyspieszenia drgań i przemieszczenia materiałów i skał.	Uważam, że wyrobisko jest nadzwyczaj zagrożone silnym odprężeniem lub tąpnięciem.	5

Ocena przeprowadzana jest w danym wyrobisku w sposób jakościowy, oparty na obserwacji zjawisk w nim występujących, np. stuków, trzasków, odprysków węgla oraz słabych odprężeń. Dla fazy rozruchu ściany i początkowego drążenia chodników wyjściowy, jakościowy poziom zagrożenia można oceniać opierając się na energii pojawiających się wstrząsów i ocenie stateczności wyrobiska, zgodnie z zasadami oceny przedstawionymi w pracy [253]. Stwierdzono tam między innymi, że w fazie rozruchu ściany pojawienie się wstrząsów o energii od 10^4 [J] wzwyż świadczy o dużym zagrożeniu, a dla chodnika już wstrząsy o energii 10^3 [J] wskazują na wysoki stan zagrożenia.

Tablica 5.20

Eks-perci nr	Obiekty (wyrobiska) oddziału KC-8														
	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
1	5	5	4	4	5	4	4	3	3	3	2	3	3	4	4
2	4	4	5	4	5	4	4	3	3	3	2	2	3	3	4
3	4	4	4	4	4	5	4	2	2	3	1	2	2	4	4
4	4	5	5	4	5	4	3	3	3	4	2	2	2	3	3
5	4	5	4	4	4	4	4	3	2	3	1	2	2	2	3
6	3	5	4	5	4	5	4	3	3	2	3	2	2	3	4
7	4	5	4	3	5	5	4	4	3	3	3	3	3	4	3
8	4	4	4	4	5	4	2	3	4	4	2	2	3	3	3
9	4	4	4	3	4	4	3	2	3	4	1	2	2	2	3
10	5	5	3	3	4	4	4	3	3	3	3	2	2	4	4
11	4	5	4	4	5	4	3	3	3	3	1	2	2	3	3
12	3	5	3	4	5	4	3	2	2	2	1	2	2	4	3
13	4	5	3	3	5	5	4	3	3	3	3	2	4	4	4
14	3	5	4	3	4	4	3	4	3	4	3	2	2	3	3
15	4	4	3	4	4	4	4	2	3	3	2	3	2	3	3
16	4	5	3	3	4	4	4	2	4	3	1	2	2	4	4
C_{ij}	63	75	61	59	72	68	57	49	47	50	31	35	38	53	55

Tablica 5.21

Obiekty Oddziały KG-8	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
M_j	3,94	4,69	3,80	3,69	4,50	4,00	3,56	3,06	2,94	3,13	1,94	2,19	2,38	2,31	3,44
$P_i(Z/\bar{A})$	0,735	0,923	0,700	0,673	0,875	0,750	0,640	0,515	0,485	0,533	0,235	0,298	0,345	0,578	0,610
Lokata kolej-ności działań	IV	I	V	VI	II	III	VII	XI	XII	X	XV	XIV	XIII	IX	VIII

Po przeprowadzeniu badań ankietowych (kwestionariusze ankiet zawarte są w załączniku nr 6) sporządzono macierz ekspertów (tablica 5.20). Dane macierzy zostały wprowadzone do komputera celem uzyskania prawdopodobieństw zagrożenia bezpieczeństwa poszczególnych wyrobisk i współczynników względnej ważności. Uzyskane obliczenia umożliwiły wytypowanie kolejności (lokat) poszczególnych obiektów według wzrastającego zagrożenia (tablica 5.21).

Przykład obliczeniowy oparty jest na zmodyfikowanej i uproszczonej procedurze diagnostycznej. Przyjęta procedura wynika z konieczności uwzględnienia kompromisu między formalnymi wymaganiami jakościowymi metody grupowej oceny ekspertów a zasadami reagowania na zmiany stanu zagrożenia.

W sytuacji spodziewanej zmiany stanu zagrożenia czas między pozyskaniem informacji a utworzeniem wariantu decyzyjnego musi być odpowiednio krótki. Przyspieszenie czasowe można uzyskać, korzystając z przygotowanych programów komputerowych (załączniki 1,2,3).

6. OCENA I KLASYFIKACJA PARCEL NA POWIERZCHNI ZE WZGLĘDU NA ZAGROŻENIE WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI

Podstawą wartościowania i klasyfikacji parcel powierzchni stanowi rejestracja i analiza aktywności sejsmologicznej górotworu. Przez pojęcie aktywności sejsmologicznej rozumie się wartość wyzwalanej energii sejsmicznej oraz ilość wstrząsów.

Sejsmologia umożliwia obserwację większych obszarów, od kilkuset metrów do kilku kilometrów i pozwala śledzić dynamikę zmian w obrębie jednej kopalni lub kilku kopalń.

Dziedzina sejsmologii służąca analizie wstrząsów górniczych to sejsmologia górnicza [51], [100]. Nowoczesne rozwiązania obejmują aparaturę rejestrującą drgania. Zarejestrowane wielkości służą do lokalizacji ogniska wstrząsu oraz obliczenia energii wstrząsu. Dokładność lokalizacji zależy między innymi od rodzaju użytych sejsmometrów, odległości epicentralnej, sposobu ich rozmieszczenia oraz sposobu obliczeń [49], [88], [252].

Obserwacje sejsmologiczne prowadzone są na podstawie kopalnianych systemów sejsmologicznych. Uzupełniające dane sejsmologiczne dostarcza także Górnośląska Regionalna Sieć Sejsmologiczna realizowana przez GIG. Systemy sejsmologiczne wykorzystują aparaturę, która zapewnia stosunkowo dobrą jakość rejestracji, a także wiarygodność danych sejsmograficznych. Obserwacje sejsmologiczne umożliwiają rejestrowanie i dokumentowanie zjawiska rozpadu skał w przedziale energetycznym powyżej 10^2 [J].
Na przykład w rejonie miasta Bytomia rejestrowanych jest kilkanaście tysięcy zjawisk sejsmicznych, przy czym około 70-80% z nich mieści się w przedziale energii 10^2 - 10^5 [J]. Stanowię one jednak tylko 2-3% całości wyzwalanej energii sejsmicznej. Zjawisk silniejszych o energii 10^5-10^6 [J] jest około 15-20%, 10^5-10^7 [J] około 3-5%, a silniejszych od 10^7 [J] około 0,1-0,3% [190].

Istotny wpływ na utrzymanie wyrobisk górniczych oraz na oddziaływanie na powierzchnię posiadają wstrząsy o energii większej od 10^5 [J]. Są one w pełni udokumentowane, tzn. określone są współrzędne ogniska wstrząsu, jego energia i skutki w wyrobiskach górniczych (jeżeli wystąpiły). Średnia dokładność lokalizacji ognisk przy przyjęciu punktowego modelu ogniska wynosiła 30-50 [m] dla współrzędnych poziomych x, y i 50-100 [m] dla współrzędnej pionowej z określającej głębokość ogniska [190], [247].

Zakumulowana w górotworze energia zostaje w czasie odprężenia wyzwolona w różnych formach. Jedną z nich jest energia sejsmiczna przekazywa-

na w formie fal sejsmicznych. W ogólnym bilansie energii ta jej forma stanowi od 0,1 do 1% energii całkowitej [190].
Fale sejsmiczne, docierając do powierzchni ziemi powodują wymuszony ruch podłoża. Jeżeli parametry drgań (przyspieszenie lub prędkość) przekraczają ustalone parametry krytyczne, dany wstrząs może być zagrożeniem dla obiektów budowlanych lub środowiska naturalnego na powierzchni.

Efekt oddziaływania wstrząsów na powierzchnię zależy od:

1. Położenia ogniska wstrząsu w stosunku do obiektu.
2. Wartości energii sejsmicznej.
3. Kategorii odporności obiektu na drgania.

Szkody wywołane wstrząsami górniczymi określane są przez charakter i liczebność uszkodzeń. Wielkości te są proporcjonalne do wartości przyspieszenia drgań lub stopnia ich intensywności.

Zależność empiryczną wiążącą wielkość przyspieszenia "a" z energią wstrząsów E określa wzór

$$a = 0{,}46 \cdot E^{0{,}33}, \qquad (6.1)$$

gdzie:

a - przyspieszenie $[mm/s^2]$,
E - energia sejsmiczna [J].

Obliczone wartości przyspieszeń dla silnych wstrząsów o $E_1 = 10^7$ J i $E_2 = 10^9$ J wynoszą odpowiednio: $Q_1 = 95$ $[mm/s^2]$ i $Q_2 = 460$ $[mm/s^2]$ [190].

Wstrząsy wywołane eksploatacją górniczą występują w systemach szczególnie złożonych (patrz rozdz. 4) i nie są bezpośrednio obserwowalne tak w czasie, jak i w przestrzeni skalnej. Charakteryzuje je silna współzależność i złożoność zmiennych opisujących system.

Nawet w przypadku posiadania licznych informacji i danych o elementach systemu nie jest możliwe pełne wyjaśnienie zachowania się tego systemu. Dotyczy to również systemu bezpieczeństwa kopalni z systemem obiektów zagrożonych niebezpiecznymi wstrząsami górniczymi włącznie.

Wiąże się to także z identyfikacją cech opisujących zjawisko wstrząsów, wśród których są cechy jednoznacznie rozpoznawalne, słabo określone oraz bardzo trudne do identyfikacji. Ta niepełna obserwowalność cech wstrząsów górniczych i ich losowy przebieg stały się przyczyną wykorzystania do prognozowania wstrząsów modeli probabilistycznych. W pracach [117],[118],[119] przedstawiono i uzasadniono przydatność w prognozowaniu wstrząsów modeli opartych na klasycznych rozkładach Poissona, Furry'ego-Youla, Poly'a i Gumbela.

Zaproponowana w tym rozdziale procedura diagnostyczna oparta jest na statystycznych metodach klasyfikacji i systematyzacji zbiorów [31], [32], [85].

Algorytm postępowania diagnostycznego metody obejmuje:

1. Identyfikację parcel na powierzchni zagrożonych niebezpiecznymi wstrząsami.
2. Określenie zbioru parametrów i cech diagnostycznych charakteryzujących parcele na powierzchni.
3. Wyznaczenie i uzasadnienie horyzontu prognozy.
4. Badanie zależności pomiędzy parametrami diagnostycznymi w celu eliminacji parametrów statystycznie zależnych.
5. Dokonanie klasyfikacji obiektów metodą grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych na podzbiory statystycznie jednorodne, umożliwiającę wnioskowanie o podobieństwie obiektów w podzbiorach.
6. Obliczenie względnych różnic między podzbiorami parcel oraz między samymi parcelami na podstawie wyróżnika aktywności sejsmicznej.
7. Przeprowadzenie analizy wyników klasyfikacji i systematyzacji parcel ze względu na stopień zagrożenia obiektów niebezpiecznymi wstrząsami.

Badania oparto na pomiarach aktywności sejsmicznej prowadzonych w latach 1981-1986. Podstawowym, pierwotnym źródłem danych o zagrożeniu obiektów na powierzchni był Katalog Wstrząsów rejestrowanych w sieci regionalnej przez Główny Instytut Górnictwa.

Celem badań było opracowanie metody oceny możliwości wystąpienia niepożądanych skutków wstrząsów eksploatacyjnych w wyróżnionych systemowo parcelach zlokalizowanych na terenach eksploatacji górniczej.

Ocena taka umożliwia klasyfikowanie i porównywanie obiektów powierzchniowych pomiędzy sobą. Podstawę klasyfikacji i systematyzacji stanowiły parametry i cechy diagnostyczne.

6.1. Charakterystyka analizowanych parcel

Prognozowanie zagrożenia wstrząsami na powierzchni ma szczególne znaczenie dla terenów górniczych w rejonie Bytomia. Wynika to z faktu występowania w tym terenie wstrząsów o energii wystarczającej dla spowodowania szkód budowlanych [117]. Wstrząsy te uintensywniają szczególnie uszkodzenia budynków osłabionych górniczymi deformacjami podłoża oraz zaniedbaniami w zakresie ich bieżących remontów. Jako wstrząsy znaczące, to znaczy te, które mają wpływ na zagrożenie parcel na powierzchni, przyjęto wstrząsy o energii mierzonej $E \geqslant 10^5$ [J].

Obiekty prognozy stanowiły parcele o wymiarach 400 x 400 [m] i 500 x 500 [m], na które podzielone zostały tereny górnicze rejonu Bytomia, opierając się na siatce lokalnych współrzędnych geodezyjnych. Doboru uzasadnionych wymiarów parcel dokonano na podstawie metody klasyfikacji zbiorów, przeprowadzając podział parcel kolejno o wymiarach 400 x 400 [m] i 500 x 500 [m] na podzbiory statystycznie jednorodne.

Poddając parcele, opisane parametrami wymienionymi w pkt 6.3, grupowaniu algorytmem grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych otrzymano wyniki wskazujące na największe podobieństwo parcel o wymiarach 500 x 500 [m] tworzących podzbiory statystycznie jednorodne. Procedura opisana jest w pkt. 6.7.
Biorąc pod uwagę błąd lokalizacji składowych poziomych epicentrów wstrząsu, wymiary parcel 500 x 500 [m] należy uznać za uzasadnione.

6.2. Wyznaczenie przedziału czasowego prognozy

Istotnym celem i elementem prognozy jest wyznaczenie horyzontu czasowego prognozy. Uznano, że horyzont taki może stanowić przedział czasowy, w którym z najwyższym prawdopodobieństwem wystąpi co najmniej jeden wstrząs o określonej energii w parcelach analizowanego rejonu.

Dla zrealizowania tego celu obliczono prawdopodobieństwa wystąpienia co najmniej jednego wstrząsu o energii $E \geqslant 10^5$ [J], w pięciu przedziałach czasowych: 14 dni, 30 dni, 60 dni, 90 dni i 180 dni. Prawdopodobieństwa wyznaczono na podstawie rozkładów opisujących proces wystąpienia wstrząsów, przedstawionych w opracowaniach [118], [119].

Rozkład prawdopodobieństw wystąpienia co najmniej jednego wstrząsu o energii $E \geqslant 10^5$ [J], w przedziałach czasu: 14, 30, 60, 90 i 180 dni, dla losowo wybranej parceli 500 x 500 [m] przedstawia rysunek 6.1. Asymptotyczny charakter krzywej narzuca okres 180 dni jako przedział czasowy prognozy.

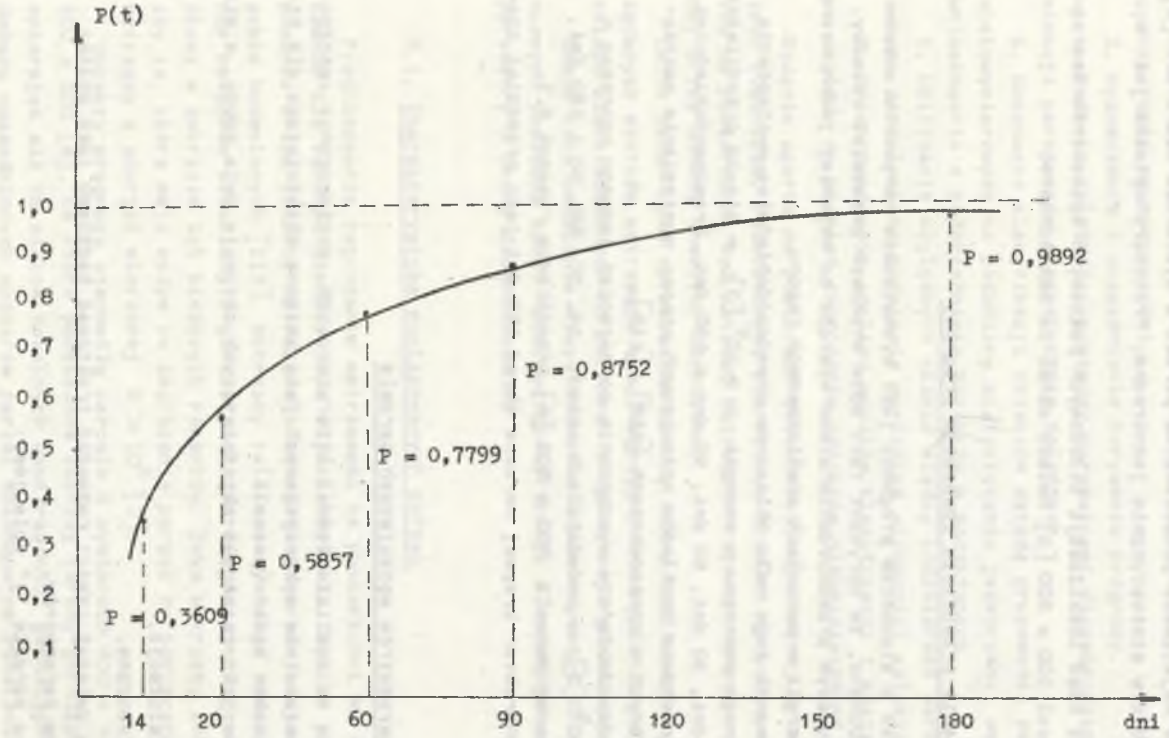
6.3. Dobór parametrów opisujących parcele

Opierając się na analizie źródeł literaturowych, apriorycznie zaproponowano zestaw parametrów wykorzystanych jako zmienne objaśniające dla hipotetycznego obiektu badań (parceli).
Zbiór parametrów jako zmiennych objaśniających obejmuje dwie grupy, a mianowicie:

- parametry lokalizacji,
- parametry sejsmiczne.

Każdą parcelę w dalszej części rozważań traktować będziemy jako obiekt opisany zestawem parametrów.
Tak więc dowolną parcelę "j" opisujemy:

$$x_j = \{x_{j,1}, x_{j,2}, \ldots, x_{j,m}\} ,$$



Rys. 6.1. Rozkład prawdopodobieństw wystąpienia co najmniej jednego wstrząsu o $E \geqslant 10^5$ [J] w przedziałach czasu: 14, 30, 60, 90, 180 dni, dla losowo wybranej parceli na terenach górniczych kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek"

Fig. 6.1. Distribution function of the occurrence of at least one tremor with $E \geqslant 10^5$ [J] at the interwals of time: 14, 30, 60, 90, 180 days, for a plot selected at random in the mining sites of the "Szombierki", "Dymitrov" and "Bobrek" collieries

gdzie:

$X_{j,1}, X_{j,2}, x_{j,m}$ - są to parametry opisujące "j-tę" parcelę z obszaru górniczego kopalni lub kopalń,

j - numer parceli z rozpatrywanego obszaru $j = 1,2,...,N$,

m - liczebność parametrów opisujących parcelę $k = 1,...,m$.

Wstępną listę parametrów opisujących parcelę ograniczono do następujących:

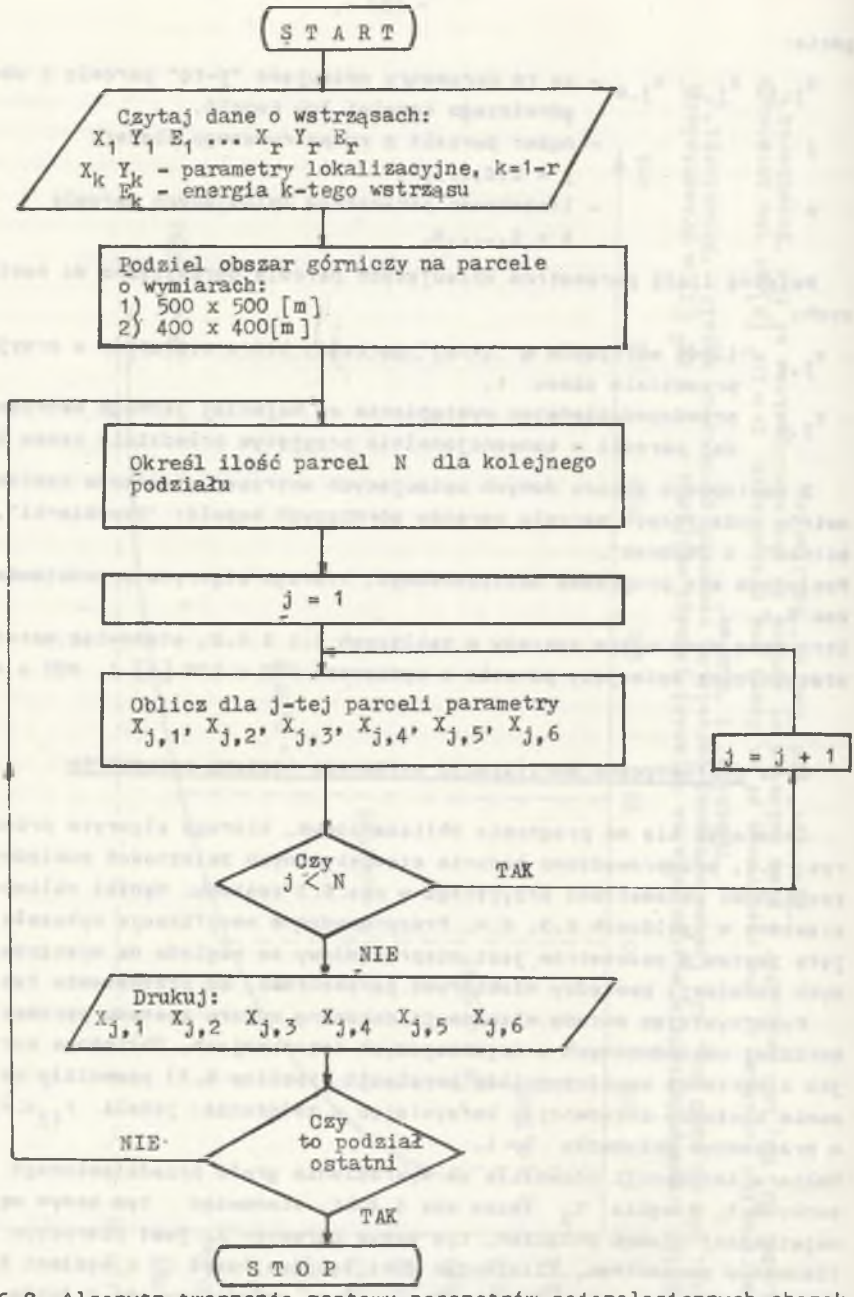
- $X_{j,1}$ - ilość wstrząsów w "j-tej" parceli, które wystąpiły w przyjętym przedziale czasu t,
- $X_{j,6}$ - prawdopodobieństwo wystąpienia co najmniej jednego wstrząsu w danej parceli w konwencjonalnie przyjętym przedziale czasu 180 dni.

Z dostępnego zbioru danych opisujących wstrząsy utworzono zestaw parametrów opisujących parcele terenów górniczych kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek".
Posłużono się programem obliczeniowym, którego algorytm przedstawia rysunek 6.1.
Otrzymane dane ujęte zostały w tablicach 6.1 i 6.2, stanowiąc materiał statystyczny opisujący parcele o wymiarach 500 x 500 [m] i 400 x 400 [m].

6.4. Statystyczna weryfikacja wstępnego zestawu parametrów

Opierając się na programie obliczeniowym, którego algorytm przedstawia rys. 6.2, przeprowadzono badania statystycznych zależności pomiędzy poszczególnymi parametrami przyjętego w pkt. 6.3 zestawu. Wyniki obliczeń przedstawiono w tablicach 6.3, 6.4. Przeprowadzona weryfikacja wykazała, że przyjęty zestaw 6 parametrów jest nieprawidłowy ze względu na występowanie silnych korelacji pomiędzy niektórymi parametrami, co przedstawia tablica 6.3.

Wykorzystując metodę eliminacji dokonano wyboru zestawu parametrów najbardziej uzasadnionych o najmniejszych interakcjach. Obliczona wartość r_k jak i wartości współczynników korelacji (tablica 6.3) pozwoliły na zbudowanie macierzy incydencji, korzystając z założenia: jeżeli $r_{ij} \leq r_{kryt} \rightarrow 0$, w przeciwnym przypadku $\rightarrow 1$.
Macierz incydencji pozwoliła na wykreślenie grafu przedstawionego na rysunku 6.3. W węźle X_5 łączą się 3 łuki, stanowiąc tym samym węzeł o największej ilości połączeń, tym samym parametr X_5 jest pierwszym zweryfikowanym parametrem. Eliminując łuki łączące węzeł X_5 z węzłami X_2, X_3 i X_4, analizujemy pozostały graf rys. 6.4 składający się z łuków pomiędzy węzłami X_1 i X_6 oraz X_2 i X_3.



Rys. 6.2. Algorytm tworzenia zestawu parametrów sejsmologicznych charakteryzujących parcele analizowanych terenów górniczych kopalń "Szombierki" "Dymitrow" i "Bobrek"

Fig. 6.2. Algorithm of the formation of a set of seismological parameters characterizing the plots of the analized mining sites of the "Szombierki", "Dymitrov" and "Bobrek" collieries

Tablica 6.1

Parametry opisujące parcele o wymiarach 500 x 500 [m] terenów kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek"

Lp.	Numer parceli	Parametry					
		x_1	x_2	x_3	x_4	x_5	x_6
1	2	3	4	5	6	7	8
1	14	2	$0,4 \cdot 10^6$	$0,2 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,1662
2	15	17	$0,135 \cdot 10^8$	$0,794 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,3511
3	16	4	$0,10 \cdot 10^7$	$0,250 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,1631
4	24	33	$0,1096 \cdot 10^9$	$0,3321 \cdot 10^7$	0,03	0,912	0,4388
5	25	54	$0,215 \cdot 10^8$	$0,3981 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,4309
6	26	8	$0,71 \cdot 10^7$	$0,8875 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,2402
7	27	1	$0,10 \cdot 10^6$	$0,10 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,0868
8	32	2	$0,90 \cdot 10^6$	$0,45 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,1662
9	33	29	$0,80 \cdot 10^8$	$0,3016 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,5984
10	34	64	$0,193 \cdot 10^8$	$0,3016 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,5984
11	35	64	$0,193 \cdot 10^8$	$0,3016 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,5984
12	36	33	$0,263 \cdot 10^8$	$0,797 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,6168
13	37	4	$0,19 \cdot 10^7$	$0,475 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,1631
14	41	4	$0,515 \cdot 10^8$	$0,1287 \cdot 10^8$	0,25	0,9709	0,2883
15	42	10	$0,180 \cdot 10^7$	$0,180 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,4591
16	43	29	$0,242 \cdot 10^8$	$0,8345 \cdot 10^6$	0,034	0,4132	0,8265
17	44	80	$0,40 \cdot 10^8$	$0,50 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,8327
18	45	60	$0,298 \cdot 10^8$	$0,4967 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,8962
19	46	45	$0,109 \cdot 10^9$	$0,2422 \cdot 10^7$	0,066	0,7339	0,8759
20	47	8	$0,53 \cdot 10^7$	$0,6625 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,5128

cd. tablicy 6.1

1	2	3	4	5	6	7	8
21	51	2	$0,14 \cdot 10^{7}$	$0,70 - 10^{6}$	0,0	0,0	0,1244
22	52	41	$0,318 \cdot 10^{8}$	$0,7756 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6359
23	53	139	$0,1601 \cdot 10^{9}$	$0,1153 \cdot 10^{7}$	0,0216	0,4367	0,7126
24	54	202	$0,1307 \cdot 10^{9}$	$0,647 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,9108
25	55	270	$0,4 \cdot 10^{9}$	$0,1482 \cdot 10^{7}$	0,0111	0,6498	0,8295
26	56	38	$0,5558 \cdot 10^{10}$	$0,1463 \cdot 10^{9}$	0,131	0,9967	0,7092
27	57	4	$0,17 \cdot 10^{7}$	$0,425 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,2452
28	61	5	$0,13 \cdot 10^{8}$	$0,433 \cdot 10^{7}$	0,333	0,7692	0,2386
29	62	52	$0,739 \cdot 10^{8}$	$0,1421 \cdot 10^{7}$	0,0384	0,2706	0,7208
30	63	200	$0,2484 \cdot 10^{9}$	$0,1242 \cdot 10^{7}$	0,010	0,161	0,7208
31	64	112	$0,756 \cdot 10^{8}$	$0,675 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,5664
32	65	156	$0,644 \cdot 10^{8}$	$0,4128 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,7116
33	66	68	$0,8701 \cdot 10^{9}$	$0,128 \cdot 10^{8}$	0,0588	0,9539	0,7118
34	67	4	$0,111 \cdot 10^{8}$	$0,2775 \cdot 10^{7}$	0,250	0,9009	0,2452
35	71	1	$0,80 \cdot 10^{6}$	$0,80 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868
36	72	116	$0,1328 \cdot 10^{9}$	$0,1145 \cdot 10^{7}$	0,034	0,4518	0,4781
37	73	141	$0,901 \cdot 10^{8}$	$0,639 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,8450
38	74	5	$0,30 \cdot 10^{7}$	$0,36 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6555
39	75	23	$0,83 \cdot 10^{7}$	$0,36 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,3232
40	76	19	$0,1148 \cdot 10^{9}$	$0,6042 \cdot 10^{7}$	0,2105	0,9582	0,4467

cd. tablicy 6.1

1	2	3	4	5	6	7	8
41	77	3	$0,90 \cdot 10^{6}$	$0,30 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,2386
42	82	105	$0,372 \cdot 10^{8}$	$0,3543 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,5757
43	83	76	$0,1098 \cdot 10^{9}$	$0,1445 \cdot 10^{7}$	0,026	0,5464	0,6275
44	84	93	$0,292 \cdot 10^{8}$	$0,314 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6435
45	85	29	$0,365 \cdot 10^{8}$	$0,1259 \cdot 10^{7}$	0,344	0,274	0,6451
46	92	5	$0,11 \cdot 10^{7}$	$0,22 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,3232
47	93	15	$0,88 \cdot 10^{7}$	$0,5867 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,7268
48	94	274	$0,709 \cdot 10^{9}$	$0,2588 \cdot 10^{7}$	0,0074	0,7474	0,8190
49	95	13	$0,77 \cdot 10^{7}$	$0,5923 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,5196
50	96	1	$0,30 \cdot 10^{6}$	$0,30 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868
51	10.2	4	$0,4 \cdot 10^{6}$	$0,1 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,1631
52	10.3	11	$0,7 \cdot 10^{6}$	$0,636 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6321
53	10.4	123	$0,7093 \cdot 10^{8}$	$0,5767 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6912
54	10,5	9	$0,163 \cdot 10^{8}$	$0,181 \cdot 10^{7}$	0,0	0,0	0,4582
55	10.7	1	$0,10 \cdot 10^{6}$	$0,10 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868
56	11.2	2	$0,12 \cdot 10^{7}$	$0,6 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,1662
57	11.3	2	$0,8 \cdot 10^{6}$	$0,4 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,1662
58	11.4	10	$0,73 \cdot 10^{7}$	$0,73 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,4126
59	11.5	1	$0,12 \cdot 10^{7}$	$0,12 \cdot 10^{7}$	0,0	0,0	0,0868
60	11.6	1	$0,50 \cdot 10^{6}$	$0,50 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868

Tablica 6.2

Parametry opisujące parcele o wymiarach 400 x 400 [m] terenów kopalń: "Szombierki, "Dymitrow" i "Bobrek"

Lp.	Numer parceli	Parametry					
		x_1	x_2	x_3	x_4	x_5	x_6
1	2	3	4	5	6	7	8
1	15	1	$0,30 \cdot 10^6$	$0,30 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,0868
2	16	15	$0,131 \cdot 10^8$	$0,8733 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,2939
3	17	2	$0,80 \cdot 10^6$	$0,40 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,1244
4	25	12	$0,1033 \cdot 10^9$	$0,8608 \cdot 10^7$	0,083	0,9681	0,4002
5	26	27	$0,101 \cdot 10^8$	$0,374 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,4607
6	27	16	$0,97 \cdot 10^7$	$0,6063 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,1862
7	34	1	$0,2 \cdot 10^6$	$0,2 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,0868
8	35	39	$0,129 \cdot 10^8$	$0,3308 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,5092
9	36	55	$0,216 \cdot 10^8$	$0,393 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,6019
10	37	21	$0,51 \cdot 10^7$	$0,243 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,4316
11	38	2	$0,60 \cdot 10^6$	$0,30 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,1244
12	43	34	$0,99 \cdot 10^7$	$0,2912 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,6663
13	44	31	$0,88 \cdot 10^7$	$0,284 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,5109
14	45	44	$0,118 \cdot 10^8$	$0,268 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,6147
15	46	19	$0,132 \cdot 10^8$	$0,6947 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,6159
16	47	23	$0,149 \cdot 10^6$	$0,6478 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,6770
17	48	15	$0,193 \cdot 10^8$	$0,1287 \cdot 10^7$	0,0	0,0	0,7442
18	49	1	$0,20 \cdot 10^6$	$0,20 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,0868
19	52	11	$0,528 \cdot 10^8$	$0,48 \cdot 10^7$	0,091	0,947	0,3783
20	53	10	$0,61 \cdot 10^7$	$0,61 \cdot 10^6$	0,0	0,0	0,4267

cd. tablicy 6.2

1	2	3	4	5	6	7	8
21	54	18	$0,20 \cdot 10^{8}$	$0,111 \cdot 10^{7}$	0,055	0,500	0,5229
22	55	52	$0,269 \cdot 10^{8}$	$0,569 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6932
23	56	29	$0,183 \cdot 10^{8}$	$0,631 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,7987
24	57	40	$0,906 \cdot 10^{8}$	$0,2265 \cdot 10^{7}$	0,085	0,883	0,7920
25	58	26	$0,227 \cdot 10^{8}$	$0,873 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,80
26	62	20	$0,154 \cdot 10^{8}$	$0,77 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,5693
27	63	76	$0,109 \cdot 10^{9}$	$0,144 \cdot 10^{7}$	0,029	0,642	0,5670
28	64	114	$0,811 \cdot 10^{8}$	$0,7114 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,7308
29	65	114	$0,855 \cdot 10^{8}$	$0,75 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,7490
30	66	148	$0,348 \cdot 10^{9}$	$0,235 \cdot 10^{7}$	0,023	0,747	0,7592
31	67	91	$0,397 \cdot 10^{10}$	$0,436 \cdot 10^{8}$	0,044	0,993	0,5225
32	68	19	$0,1606 \cdot 10^{10}$	$0,845 \cdot 10^{8}$	0,105	0,996	0,8222
33	69	1	$0,10 \cdot 10^{6}$	$0,10 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868
34	72	13	$0,265 \cdot 10^{8}$	$0,2038 \cdot 10^{7}$	0,076	0,3774	0,5196
35	73	49	$0,475 \cdot 10^{8}$	$0,969 \cdot 10^{6}$	0,0204	0,2105	0,6281
36	74	147	$0,1759 \cdot 10^{9}$	$0,1197 \cdot 10^{7}$	0,014	0,2274	0,7294
37	75	58	$0,307 \cdot 10^{8}$	$0,529 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,4309
38	76	123	$0,498 \cdot 10^{8}$	$0,486 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6191
39	77	91	$0,863 \cdot 10^{9}$	$0,948 \cdot 10^{7}$	0,033	0,9503	0,7247
40	78	7	$0,184 \cdot 10^{8}$	$0,263 \cdot 10^{7}$	0,143	0,544	0,4372
41	79	1	$0,40 \cdot 10^{6}$	$0,40 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868

cd. tablicy 6.2

1	2	3	4	5	6	7	8
42	82	20	$0,425 \cdot 10^{8}$	$0,2125 \cdot 10^{7}$	0,1	0,7059	0,4830
43	83	102	$0,808 \cdot 10^{8}$	$0,792 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,8058
44	84	135	$0,1249 \cdot 10^{9}$	$0,9252 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,7022
45	85	9	$0,1278 \cdot 10^{7}$	$0,115 \cdot 10^{8}$	0,0	0,0	0,3078
46	86	29	$0,145 \cdot 10^{8}$	$0,500 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6182
47	87	57	$0,116 \cdot 10^{9}$	$0,2035 \cdot 10^{7}$	0,035	0,7759	0,5807
48	88	3	$0,80 \cdot 10^{6}$	$0,2667 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,2386
49	89	1	$0,10 \cdot 10^{8}$	$0,10 \cdot 10^{8}$	1,0	1,0	0,0868
50	92	38	$0,777 \cdot 10^{8}$	$0,2045 \cdot 10^{7}$	0,076	0,5148	0,3962
51	93	124	$0,92 \cdot 10^{8}$	$0,7419 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,7952
52	94	44	$0,23 \cdot 10^{8}$	$0,5237 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,7252
53	95	5	$0,13 \cdot 10^{7}$	$0,26 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,3652
54	96	8	$0,27 \cdot 10^{6}$	$0,3375 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,4743
55	97	7	$0,86 \cdot 10^{7}$	$0,1229 \cdot 10^{7}$	0,0	0,0	0,2350
56	98	2	$0,20 \cdot 10^{8}$	$0,10 \cdot 10^{8}$	1	1	0,1244
57	99	1	$0,20 \cdot 10^{6}$	$0,20 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868
58	10.2	36	$0,139 \cdot 10^{8}$	$0,3861 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,5235
59	10.3	41	$0,142 \cdot 10^{8}$	$0,3463 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,4941
60	10.4	72	$0,608 \cdot 10^{8}$	$0,8444 \cdot 10^{6}$	0,015	0,329	0,5036
61	10.5	71	$0,237 \cdot 10^{8}$	$0,334 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6051
62	10.6	24	$0,288 \cdot 10^{8}$	$0,12 \cdot 10^{7}$	0,041	0,3472	0,5430
63	10.7	1	$0,10 \cdot 10^{7}$	$0,10 \cdot 10^{7}$	0,0	0,0	0,0868

cd. tablicy 6.2

1	2	3	4	5	6	7	8
64	11.3	5	$0,24 \cdot 10^{7}$	$0,48 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,3652
65	11.4	36	$0,167 \cdot 10^{8}$	$0,4639 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,7443
66	11.5	195	$0,6681 \cdot 10^{9}$	$0,3426 \cdot 10^{7}$	0,015	0,7933	0,7868
67	11.6	11	$0,72 \cdot 10^{7}$	$0,6545 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,5614
68	11.7	1	$0,3 \cdot 10^{6}$	$0,3 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868
69	12.2	5	$0,9 \cdot 10^{6}$	$0,18 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,2230
70	12.3	3	$0,22 \cdot 10^{7}$	$0,733 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,2054
71	12.4	20	$0,102 \cdot 10^{8}$	$0,51 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,5431
72	12.5	133	$0,733 \cdot 10^{8}$	$0,5807 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,6806
73	12.6	8	$0,144 \cdot 10^{8}$	$0,18 \cdot 10^{7}$	0,0	0,0	0,5128
74	12.8	1	$0,1 \cdot 10^{6}$	$0,1 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868
75	13.2	2	$0,3 \cdot 10^{6}$	$0,15 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,1662
76	13.4	5	$0,19 \cdot 10^{7}$	$0,38 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,3232
77	13.5	34	$0,239 \cdot 10^{8}$	$0,7029 \cdot 10^{6}$	0,058	0,4184	0,5361
78	13.6	2	$0,22 \cdot 10^{7}$	$0,11 \cdot 10^{7}$	0,0	0,0	0,1662
79	13.7	1	$0,2 \cdot 10^{6}$	$0,2 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868
80	14.2	1	$0,1 \cdot 10^{7}$	$0,1 \cdot 10^{7}$	0,0	0,0	0,0868
81	14.4	2	$0,12 \cdot 10^{7}$	$0,6 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,1662
82	14.5	6	$0,16 \cdot 10^{7}$	$0,2667 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,2858
83	14.6	1	$0,12 \cdot 10^{7}$	$0,12 \cdot 10^{7}$	0,0	0,0	0,0868
84	14.8	1	$0,5 \cdot 10^{6}$	$0,5 \cdot 10^{6}$	0,0	0,0	0,0868

Tablica 6.3

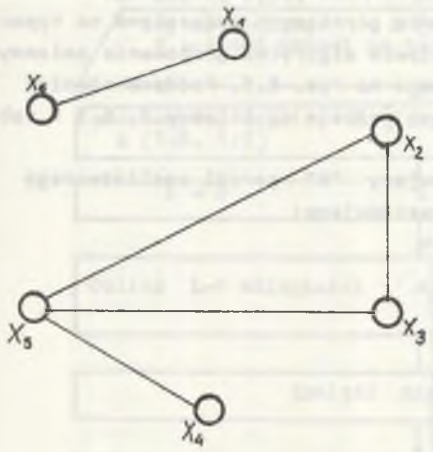
Tablica współczynników korelacji zmiennych objaśniających

Zmienne objaśniające (parametry)						
r_{ij}	x_1	x_2	x_3	x_4	x_5	x_6
x_1	1.00000	0.10868	-0.01983	-0.13397	-0.19594	0.66821
x_2	0.10868	1.00000	0.98438	0.17021	0.42437	0.20401
x_3	-0.01983	0.98438	1.00000	0.23164	0.40903	0.12703
x_4	-0.13397	0.17021	0.23164	1.00000	0.65359	-0.01403
x_5	-0.19594	0.42437	0.40903	0.65359	1.00000	0.22123
x_6	0.66821	0.20401	0.12703	-0.01403	0.22123	1.00000

Tablica 6.4

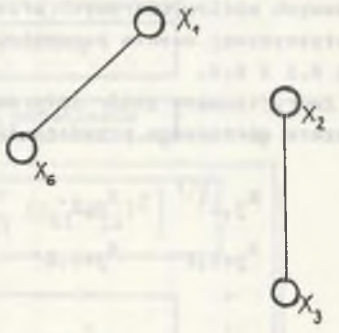
Tablica macierzy incydencji

	x_1	x_2	x_3	x_4	x_5	x_6
x_1	-	0	0	0	0	1
x_2	-	-	1	0	1	0
x_3	-	-	-	0	1	0
x_4	-	-	-	-	1	0
x_5	-	-	-	-	-	0
x_6	-	-	-	-	-	-



Rys. 6.3. Graf zależności 6 parametrów charakteryzujących parcele

Fig. 6.3. Graph of the dependence of six parameters characterizing the plots



Rys. 6.4. Graf po weryfikacji parametru X_5

Fig. 6.4. Graph after the verification of the parameter X_5

Wybór węzła z pary uzależniony jest od wartości współczynników korelacji z pozostałymi węzłami, zgodnie z zasadą minimalnej interakcji parametrów. I tak, prócz parametru X_5 wybrano na podstawie powyższych parametrów X_3 i X_1.

Wybrany zestaw 3 parametrów stanowi zestaw informacji wyjściowych dla przeprowadzenia klasyfikacji, stanowiąc kolumny 3, 5 i 7 tablic 6.1 i 6.2.

6.5. Zastosowanie metod klasyfikacji i systematyzacji do dyskryminacji zbioru parcel

Nieodzownym elementem uporządkowania analizowanych parcel ze względu na zagrożenie wstrząsami jest dokonanie klasyfikacji i systematyzacji parcel wchodzących w analizowany obszar terenów górniczych.

Najbardziej odpowiednie w tym przypadku są metody taksonomicznej klasyfikacji zbiorów pozwalające na uporządkowanie zbioru parcel będących elementami analizowanego obszaru górniczego na podzbiory statystycznie jednorodne. Wnioskowanie dokonane na podstawie podzbiorów statystycznie jednorodnych jest bardziej słuszne niż w odniesieniu do poszczególnych parcel lub części analizowanego obszaru.

Do realizacji postawionego celu spośród dostępnych metod klasyfikacji zbiorów wybrano metodę grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych. Wyboru

metody dokonano opierając się na metodzie taksonomicznej klasyfikacji zbiorów, korzystając z doświadczeń autorów prac [31], [32], [85]. Parcele należące do analizowanych terenów górniczych podzielono na typologicznie jednorodne podzbiory na podstawie algorytmu grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych, przedstawionego na rys. 6.5. Poddano również statystycznej ocenie parametry opisujące parcele wg kolumny 3, 5 i 7 tablic 6.1 i 6.2.

Zweryfikowany zbiór informacji opisujący "N" parcel analizowanego obszaru górniczego przedstawić można następująco:

$$\begin{bmatrix} x_{j,1'} & x_{j,2'} & x_{j,3} \\ x_{j+1,1'} & x_{j+1,2'} & x_{j+1,3} \\ \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot \\ x_{N,1'} & x_{N,2'} & x_{N,3} \end{bmatrix}$$

gdzie:

N - zbiór wszystkich parcel analizowanego obszaru górniczego,

j - numer parceli analizowanego obszaru $j \longrightarrow 1 \div N$

Dowolną parcelę opisuje wiersz macierzy wyjściowej.

Klasyfikacja polega na utworzeniu pewnej z góry nieznanej liczby "L" podzbiorów statystycznie jednorodnych, takich aby w obrębie każdego podzbioru nie występowały pomiędzy parametrami istotne różnice.

Graficzną postać algorytmu grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych przedstawia schemat blokowy na rys. 6.5.

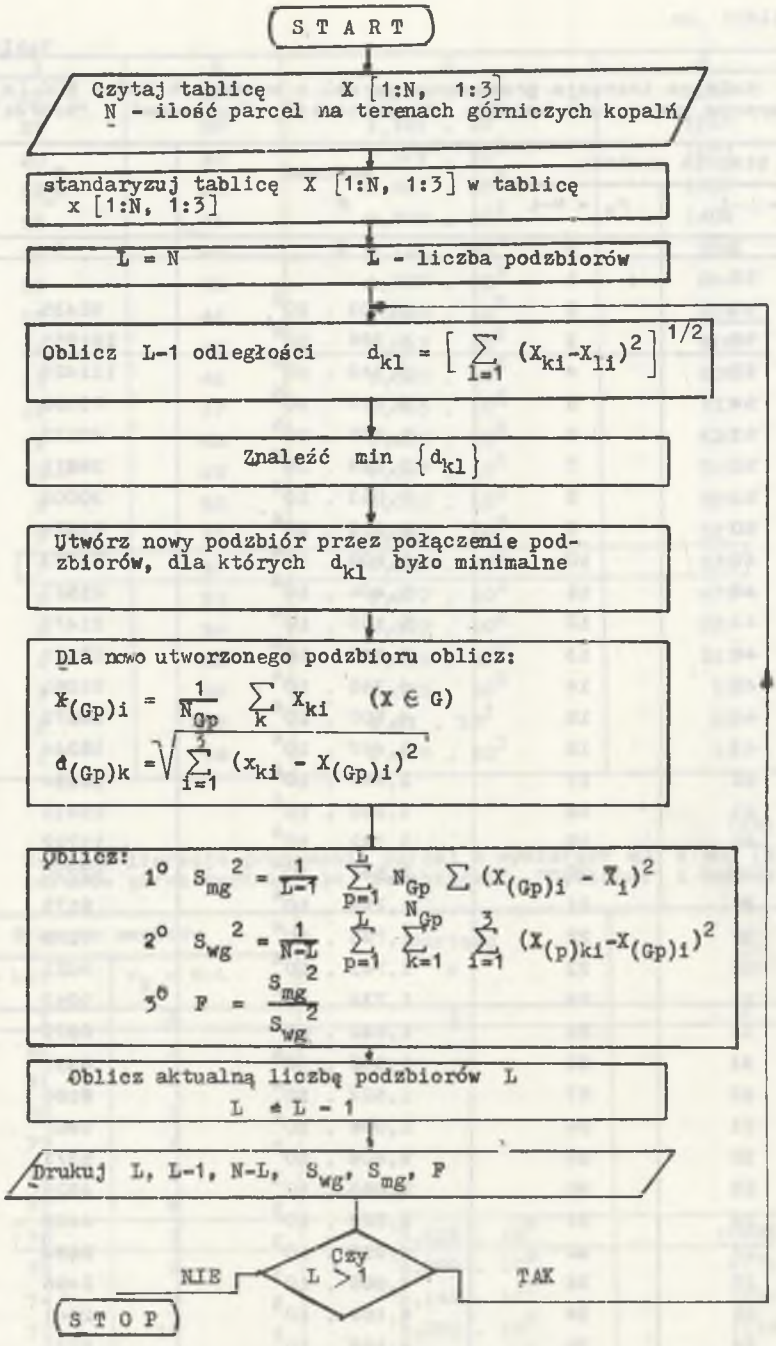
W bloku drugim algorytmu przeprowadzana jest standaryzacja tablicy $X[1 : N,\ 1 : 3]$ w tablicę $x[1 : N,\ 1 : 3]$ celem uwolnienia wskaźników od miana. Standaryzacja wyrównuje wariancje, sprowadzając je do jedności oraz sprawia, że wszystkie zmienne traktowane są z jednakową wagą. Szczegółowy opis algorytmu grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych zaprezentowano w pracy [31].

Wykonanie kolejnych kroków grupowania zbiorów parcel na m.c. przedstawiają tablice 6.5 i 6.6. Kolejne kroki algorytmu pozwoliły na obserwację tworzących się typologicznych podzbiorów.

Miarę istotności typologicznego podziału zbioru parcel jest wartość stosunku $\frac{F}{F_\alpha}$, gdzie:

F - obliczona wartość dla kolejnych kroków grupowania,

F_α - wartość odczytana z tablic Fishera-Snedecora na poziomie istotności $\alpha = 0{,}05$ przy stopniach swobody $r_1 = L - 1$ i $r_2 = N - L$.



Rys. 6.5. Algorytm grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych
Fig. 6.5. Algorithm of the grouping of multidimensional random variables

Tablica 6.5

Kolejne iteracje grupowania parcel o wymiarach 500 x 500 [m] terenów górniczych kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek"

Stopnie swobody		Wartość	$\frac{F}{F_\alpha}$
$r_1 = L-1$	$r_2 = N-L$	F	
1	2	3	4
58	1		
57	2	$1{,}803 \cdot 10^6$	92435
56	3	$1{,}388 \cdot 10^6$	161955
55	4	$6{,}340 \cdot 10^5$	111428
54	5	$3{,}257 \cdot 10^5$	73362
53	6	$1{,}675 \cdot 10^5$	40123
52	7	$1{,}289 \cdot 10^5$	38816
51	8	$9{,}063 \cdot 10^4$	30008
50	9	$6{,}616 \cdot 10^4$	23629
49	10	$5{,}809 \cdot 10^4$	22003
48	11	$5{,}404 \cdot 10^4$	21527
47	12	$5{,}155 \cdot 10^4$	21477
46	13	$5{,}145 \cdot 10^4$	22179
45	14	$4{,}746 \cdot 10^4$	21091
44	15	$4{,}505 \cdot 10^4$	20572
43	16	$3{,}497 \cdot 10^4$	16344
42	17	$3{,}447 \cdot 10^4$	16334
41	18	$3{,}282 \cdot 10^4$	15931
40	19	$3{,}192 \cdot 10^4$	15722
39	20	$2{,}541 \cdot 10^4$	12770
38	21	$1{,}799 \cdot 10^4$	9179
37	22	$1{,}793 \cdot 10^4$	9178
36	23	$1{,}741 \cdot 10^4$	9021
35	24	$1{,}734 \cdot 10^4$	9010
34	25	$1{,}682 \cdot 10^4$	8970
33	26	$1{,}562 \cdot 10^4$	8351
32	27	$1{,}527 \cdot 10^4$	8166
31	28	$1{,}086 \cdot 10^4$	5807
30	29	$9{,}408 \cdot 10^3$	5371
29	30	$9{,}063 \cdot 10^3$	4925
28	31	$8{,}226 \cdot 10^3$	4495
27	32	$4{,}958 \cdot 10^3$	2694
26	33	$4{,}568 \cdot 10^3$	2496
25	34	$4{,}169 \cdot 10^3$	2441
24	35	$4{,}168 \cdot 10^3$	2277
23	36	$4{,}026 \cdot 10^3$	2212

cd. tablicy 6.5

1	2	3	4
22	37	$3{,}695 \cdot 10^3$	2008
21	38	$3{,}331 \cdot 10^3$	1810
20	39	$3{,}079 \cdot 10^3$	1673
19	40	$2{,}887 \cdot 10^3$	1552
18	41	$2{,}628 \cdot 10^3$	1404
17	42	$1{,}724 \cdot 10^3$	936
16	43	$1{,}589 \cdot 10^3$	844
15	44	$1{,}568 \cdot 10^3$	834
14	45	$1{,}567 \cdot 10^3$	816
13	46	$1{,}520 \cdot 10^3$	800
12	47	$1{,}466 \cdot 10^3$	737
11	48	$1{,}125 \cdot 10^3$	630
10	49	$1{,}097 \cdot 10^3$	540
9	50	$1{,}090 \cdot 10^3$	526
8	51	$1{,}122 \cdot 10^3$	527
7	52	$1{,}132 \cdot 10^3$	536
6	53	$1{,}077 \cdot 10^3$	470
5	54	$5{,}392 \cdot 10^2$	224
4	55	$6{,}431 \cdot 10^2$	253
3	56	$2{,}385 \cdot 10^2$	85
2	57	$6{,}51 \cdot 10^1$	20
1	58	$6{,}486 \cdot 10^1$	16

Tablica 6.6

Kolejne iteracje grupowania parcel o wymiarach 400 x 400 [m] terenów górniczych kopalń "Szombierki", "Dymitrow" i Bobrek"

Stopnie swobody		Wartość F	$\frac{F}{F_\alpha}$
$r_1 = L-1$	$r_2 = N-L$		
1	2	3	4
82	1	-	
81	2		
80	3		
79	4		
78	5		
77	6		
76	7	$3{,}615 \cdot 10^6$	1098693
75	8	$8{,}289 \cdot 10^5$	277247
74	9	$5{,}144 \cdot 10^5$	185703
73	10	$3{,}003 \cdot 10^5$	115484
72	11	$2{,}466 \cdot 10^5$	99854

cd. tablicy 6.6

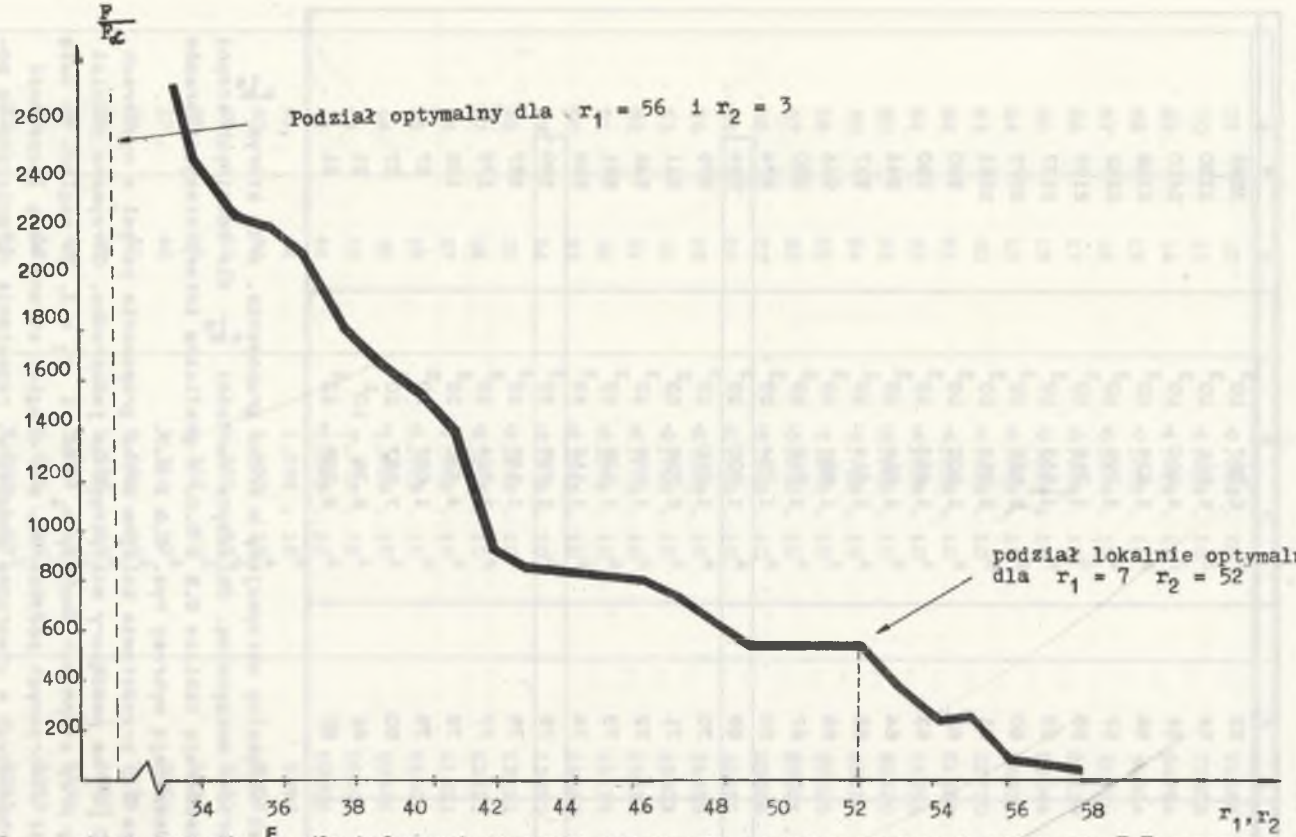
1	2	3	4
71	12	$2{,}164 \cdot 10^5$	91686
70	13	$1{,}603 \cdot 10^5$	70608
69	14	$1{,}425 \cdot 10^5$	64754
68	15	$7{,}705 \cdot 10^4$	36004
67	16	$6{,}674 \cdot 10^4$	31630
66	17	$6{,}022 \cdot 10^4$	29230
65	18	$5{,}059 \cdot 10^4$	25044
64	19	$4{,}945 \cdot 10^4$	24972
63	20	$4{,}432 \cdot 10^4$	22730
62	21	$4{,}133 \cdot 10^4$	21525
61	22	$4{,}036 \cdot 10^4$	21353
60	23	$3{,}826 \cdot 10^4$	20570
59	24	$3{,}768 \cdot 10^4$	20478
58	25	$3{,}646 \cdot 10^4$	20035
57	26	$3{,}600 \cdot 10^4$	20001
56	27	$3{,}583 \cdot 10^4$	20016
55	28	$2{,}952 \cdot 10^4$	16675
54	29	$2{,}880 \cdot 10^4$	16458
53	30	$2{,}798 \cdot 10^4$	15902
52	31	$2{,}770 \cdot 10^4$	15833
51	32	$2{,}641 \cdot 10^4$	15179
50	33	$2{,}541 \cdot 10^4$	14687
49	34	$2{,}372 \cdot 10^4$	13871
48	35	$2{,}233 \cdot 10^4$	13211
47	36	$2{,}098 \cdot 10^4$	12413
46	37	$1{,}986 \cdot 10^4$	11823
45	38	$1{,}915 \cdot 10^4$	11606
44	39	$1{,}850 \cdot 10^4$	10946
43	40	$1{,}774 \cdot 10^4$	10621
42	41	$1{,}685 \cdot 10^4$	10092
41	42	$1{,}595 \cdot 10^4$	9497
40	43	$1{,}497 \cdot 10^4$	8908
39	44	$1{,}365 \cdot 10^4$	8171
38	45	$1{,}366 \cdot 10^4$	8232
37	46	$1{,}314 \cdot 10^4$	7962
36	47	$1{,}191 \cdot 10^4$	7131
35	48	$1{,}136 \cdot 10^4$	6801
34	49	$1{,}074 \cdot 10^4$	6471
33	50	$1{,}061 \cdot 10^4$	6353
32	51	$8{,}789 \cdot 10^3$	5231
31	52	$7{,}289 \cdot 10^3$	4313

cd. tablicy 6.6

1	2	3	4
30	53	$6{,}067 \cdot 10^3$	3589
29	54	$5{,}661 \cdot 10^3$	3330
28	55	$4{,}050 \cdot 10^3$	2410
27	56	$3{,}979 \cdot 10^3$	2368
26	57	$3{,}795 \cdot 10^3$	2232
25	58	$3{,}716 \cdot 10^3$	2198
24	59	$3{,}633 \cdot 10^3$	2137
23	60	$3{,}556 \cdot 10^3$	2079
22	61	$2{,}865 \cdot 10^3$	1663
21	62	$1{,}662 \cdot 10^3$	960
20	63	$1.663 \cdot 10^3$	950
19	64	$1{,}664 \cdot 10^3$	944
18	65	$1{,}614 \cdot 10^3$	917
17	66	$1{,}681 \cdot 10^3$	944
16	67	$1{,}745 \cdot 10^3$	970
15	68	$1{,}734 \cdot 10^3$	974
14	69	$1{,}800 \cdot 10^3$	984
13	70	$1{,}810 \cdot 10^3$	979
12	71	$9{,}729 \cdot 10^2$	511
11	72	$1{,}049 \cdot 10^3$	546
10	73	$1{,}106 \cdot 10^3$	561
9	74	$1{,}112 \cdot 10^3$	568
8	75	$1{,}195 \cdot 10^3$	580
7	76	$1{,}135 \cdot 10^3$	527
6	77	$3{,}824 \cdot 10^2$	172
5	78	$4{,}330 \cdot 10^2$	185
4	79	$1{,}687 \cdot 10^2$	67
3	80	$7{,}557 \cdot 10^1$	27
2	81	$6{,}76 \cdot 10^1$	21
1	82	$8{,}308 \cdot 10^1$	21

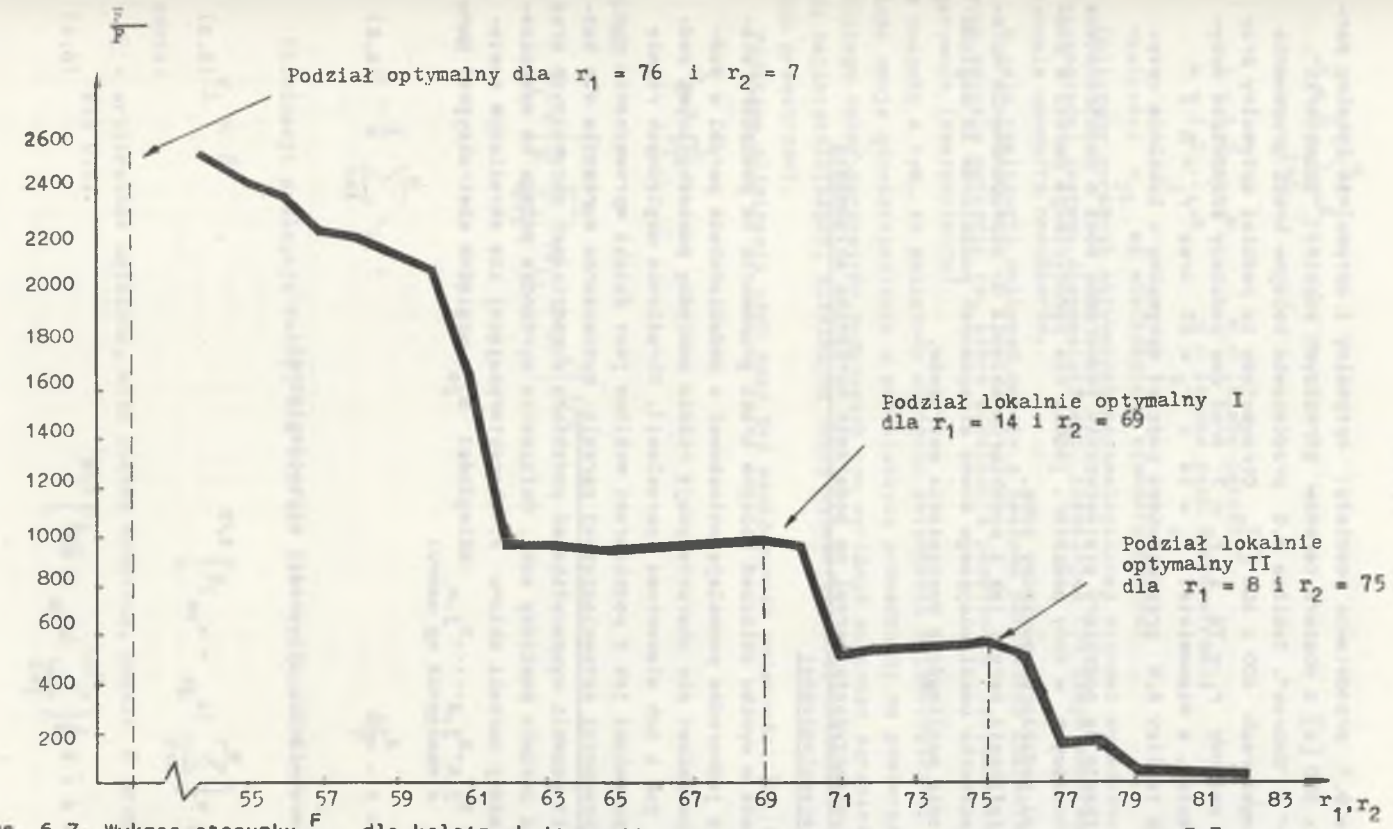
Podział optymalny otrzymujemy w kroku grupowania, przy którym $\frac{F}{F_\alpha}$ osiąga wartość maksymalną. Obliczone wartości $\frac{F}{F_\alpha}$ dla kolejnych stopni swobody zawierają tablice 6.5 i 6.6, a graficzną interpretację ilorazów $\frac{F}{F_\alpha}$ przedstawiają wykresy rys. 6.6 i 6.7.

Tablica 6.5 przedstawia kolejne kroki grupowania parcel o wymiarach 500 x 500 [m] na podzbiory statystycznie jednorodne. Otrzymano podział optymalny przy stopniach swobody $r_1 = 56$ i $r_2 = 3$. Ze względu na dużą liczebność utworzonych podzbiorów, a z drugiej strony małą liczebność parcel wchodzących w utworzone podzbiory, rozważania ograniczono do podziału będącego optimum lokalnym przy stopniach swobody $r_1 = 7$ i $r_2 = 56$.



Rys. 6.6. Wykres stosunku $\frac{F}{F_\alpha}$ dla kolejnych iteracji grupowania parcel o wymiarach 500 x 500 [m] z zastosowaniem testu Fishera

Fig. 6.6. Diagram of the ratio $\frac{F}{F_\alpha}$ for the successive iterations of groupings of 500 x 500 [m] plots while applying Fisher's test



Rys. 6.7. Wykres stosunku $\frac{F}{F_\alpha}$ dla kolejnych iteracji grupowania parcel o wymiarach 400 x 400 [m] z zastosowaniem testu Fishera

Fig. 6.7. Diagram of the ratio $\frac{F}{F_\alpha}$ for the successive iterations of groupings of 400 x 400 [m] plots while applying Fisher's test

Tablica 6.7 przedstawia podziały: optymalny i optymalnie lokalny parcel 500 x 500 [m] z obszaru terenów górniczych kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek". Tablica 6.6 przedstawia kolejne kroki grupowania parcel o wymiarach 400 x 400 [m]. Otrzymujemy tu podział optymalny przy stopniach swobody $r_1 = 76$ i $r_2 = 7$ oraz dwa podziały stanowiące optymalnie lokalne, a mianowicie: $r_1 = 14$ i $r_2 = 69$ oraz $r_1 = 8$ i $r_2 = 75$. W tablicy 6.8 przedstawiono podział optymalny i lokalnie optymalny II.

Klasyfikacja na podzbiory statystycznie jednorodne mówi o podobieństwie parcel wchodzęcych w dany podzbiór, jednak nie identyfikuje parcel w podzbiorze ani podzbiorów pomiędzy sobą.
Brak identyfikacji parcel jak i podzbiorów skłonił do zaproponowania wprowadzenia miernika umożliwiającego ocenę otrzymanych podzbiorów ze względu na zagrożenie możliwością wystąpienia wstrząsów.

6.6. Systematyzacja parcel na podstawie wyróżnika aktywności sejsmologicznej

Otrzymane w wyniku obliczeń kolejne kroki grupowania na podzbiory statystycznie jednorodne pozwalają wnioskować o podobieństwie parcel w podzbiorze, natomiast nie charakteryzują różnic pomiędzy poszczególnymi podzbiorami, jak i ich elementami (parcelami). Określenie względnych różnic pomiędzy parcelami jak i podzbiorami możliwe jest dzięki wprowadzeniu wyróżnika aktywności sejsmologicznej parceli. Wyznaczenie wyróżnika dla każdej parceli pozwoli wyspecyfikować podzbiory w podziałach optymalnych oraz porównywać parcele pomiędzy sobą. Obliczenie wyróżnika polega na wyznaczeniu dla każdej parceli zbioru X, charakteryzującej się określonym zestawem cech $x_{j,1}, x_{j,2}, \ldots, x_{j,m}$ odległości d_{jo} względem abstrakcyjnej parceli x_o, a następnie wg wzoru:

$$d_j = 1 - \frac{d_{jo}}{c} \tag{6.2}$$

Obliczenie wyróżnika aktywności sejsmologicznej:

$$d_{jo} = \left[\sum_{k=1}^{m} (x_{jk} - x_{ok})^2 \right]^{1/2} \tag{6.3}$$

$$c = \bar{d} + 2 \frac{1}{N} \left[\sum_{j=1}^{N} (d_{jo} - \bar{d})^2 \right]^{1/2} \tag{6.4}$$

$$\bar{d} = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^{N} d_{jo} \qquad (6.5)$$

$j = 1,2,\ldots,N$ N - liczba parcel

$k = 1,2,\ldots,m$ m - liczba cech (parametrów).

Wielkości x_{jk} są wielkościami standaryzowanymi.

Obliczony wyróżnik aktywności sejsmologicznej stanowi wypadkową cech (parametrów) zestawu diagnostycznego, pozwalając tym samym uszeregować parcele wewnątrz podzbiorów.

W celu realizacji obliczeń należy z zestawu parametrów charakteryzujących parcele wyróżnić te, które oddziałują pozytywnie (stymulanty) i negatywnie (destymulanty).

W związku z tym, że obliczony wyróżnik aktywności sejsmologicznej ma znaleźć swoje odzwierciedlenie w profilaktyce prowadzonej na powierzchni, dlatego dobór parametrów budujących ten wyróżnik powinien ograniczyć się do najistotniejszych, eliminując cechy wykazujące małą zmienność w czasie lub przestrzeni.

Podstawą eliminacji cech może być współczynnik zmienności [31]:

$$v_j = \frac{s_j}{\bar{x}_j} , \qquad (6.6)$$

gdzie:

$$s_j = \left[\frac{1}{m} \sum_{i=1}^{m} (x_{ij} - \bar{x})^2 \right]^{1/2} \qquad (6.7)$$

oraz

$$\bar{x} = \frac{1}{m} \sum_{i=1}^{m} x_{ij} . \qquad (6.8)$$

Eliminacji podlegają cechy, dla których jest spełniona nierówność:

$$v_j \leq \varepsilon , \qquad (6.9)$$

gdzie:

ε - arbitralnie ustalona, mała liczba dodatnia; zwykle ε przyjmuje się 0,1.

Liczby V_j przyporządkowane obrazom cech są wyróżnikami absolutnej wartości informacyjnej cech. W przypadku gdy wartość ta jest mniejsza od liczby progowej 0,1, cechę uważa się za quasi-stałą i eliminuje się ją z dalszych rozważań.

Opierając się na powyższej procedurze doboru parametrów wchodzących do obliczeń wyróżnika aktywności sejsmologicznej, ograniczono się do parametrów X_3 i X_5 z tablic 6.1, 6.2, traktując je z tą samą wagą. Na podstawie programu obliczeniowego przy uwzględnieniu parametrów X_3 i X_5 z tablic 6.1, 6.2 przeprowadzono obliczenia wyróżnika aktywności sejsmologicznej dla każdej parceli. Im wyróżnik aktywności sejsmologicznej d_j jest wyższy w świetle przyjętych parametrów, tym obiekty na powierzchni w parcelach będą bardziej zagrożone wstrząsami, a obiekty istniejące będą wymagały priorytetowej ochrony. Im miernik będzie niższy, tym działania profilaktyczne odnośnie do tych parcel mogą być bardziej ograniczone.

Obliczenia wartości wyróżnika aktywności sejsmologicznej dla parcel o wymiarach 500 x 500 [m] i 400 x 400 [m] przedstawia kolumna 6 tablic 6.7, 6,8. Kolumna 7 tablic 6.7, 6.8 przedstawia lokatę wyróżnika w zbiorze wszystkich parcel terenów górniczych kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek".

Tablica 6.7

Optymalny i lokalnie optymalny podział parcel 500 x 500 [m] terenów górniczych kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek"

Podział	Stopnie swobody	Numer podzbioru	Numer porządkowy	Numer parceli	Wyróżnik	Lokata wyróżnika
1	2	3	4	5	6	7
Optymalny	$r_1 = 56$	1	7	2.7	0.1819	60
			55	11.2	0.1819	60
	$r_2 = 3$	2	8	3.2	0.1836	41
			57	11.4	0.1833	45
		3	13	3.7	0.1837	40
			27	5.7	0.1835	43
		4-54	Pozostałe parcele stanowią 1-elementowe podzbiory			
Lokalnie optymalny			1	1.4	0.1824	56
			2	1.5	0.1853	23
			3	1.6	0.1826	54
			6	2.6	0.1857	20
			7	2.7	0.1819	60
			8	3.2	0.1835	41
			9	3.3	0.1827	53
			12	3.6	0.1853	22
			13	3.7	0.1837	40
			15	4.2	0.1822	57

cd. tablicy 6.7

1	2	3	4	5	6	7
Lokalnie optymalny	$r_1 = 7$	1	20	4.7	0.1846	28
			21	5.1	0.1848	26
			22	5.2	0.1851	24
	$r_2 = 52$		27	5.7	0.1834	43
			35	7.1	0.1853	21
			38	7.4	0.1843	33
			39	7.5	0.1831	47
			41	7.7	0.1829	52
			46	9.2	0.1825	55
			47	9.3	0.1842	36
			49	9.5	0.1843	34
			50	9.6	0.1829	52
			51	10.1	0.1819	60
			52	10.3	0.1845	31
			54	10.5	0.1901	18
			55	10.7	0.1819	60
			56	11.2	0.1843	33
			57	11.3	0.1833	45
			58	11.4	0.1849	25
			59	11.5	0.1872	19
			60	11.6	0.1838	38
		2	5	2.5	0.1833	46
			10	3.4	0.1829	50
			11	3.5	0.1835	42
			17	4.4	0.1838	38
			18	4.5	0.1838	39
	$r_1 = 7$		31	6.4	0.1847	27
			42	8.2	0.1831	48
	$r_2 = 52$		44	8.4	0.1829	49
			53	10.4	0.1841	36
		3	23	5.3	0.2247	13
			36	7.2	0.2256	12
			43	8.3	0.2325	11
		4	24	5.4	0.1845	29
			30	6.3	0.2036	17
			32	6.5	0.1834	44
			37	7.3	0.1845	30

cd. tablicy 6.7

1	2	3	4	5	6	7
Lokalnie optymalny		5	16	4.3	0.2216	14
			29	6.2	0.2140	15
			45	8.5	0.2135	16
		6	25	5.5	0.2375	10
			48	9.4	0.2466	8
		7	4	2.4	0.2536	6
			14	4.1	0.3038	2
			19	4.6	0.2453	9
			28	6.1	0.2562	5
			33	6.6	0.3034	3
			34	6.7	0.2507	7
			40	7.6	0.2681	4
		8	26	5.6	1.000	1

Tablica 6.8

Optymalny i lokalnie optymalny podział parcel 400 x 400 [m] terenów górniczych kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek"

Podział	Stopień swobody	Numer podzbioru	Numer porządkowy	Numer parceli	Wyróżnik	Lokata wyróżnika
1	2	3	4	5	6	7
Optymalny		1	1	1.5	0.1750	69
			68	11.7	0.1750	69
		2	7	3.4	0.1742	80
			18	4.9	0.1742	80
			57	9.9	0.1742	80
			79	13.7	0.1742	80
		3	33	69	0.1733	84
			74	128	0.1733	84
		4	63	10.7	0.1810	30
			80	14.2	0.1810	30
		5	28	6.4	0.1786	39
			29	6.5	0.1789	36
			Podzbiory te są 1-elementowe (jednoparcelowe)			

cd. tablicy 6.8

1	2	3	4	5	6	7
Lokalnie optymalny II	$r_1 = 8$ $r_2 = 75$	1	1	1.5	0.1750	69
			2	1.6	0.1799	32
			3	1.7	0.1759	58
			5	2.6	0.1757	62
			6	2.7	0.1777	45
			7	3.4	0.1842	80
			8	3.5	0.1753	66
			9	3.6	0.1753	59
			10	3.7	0.1745	76
			11	3.8	0.1750	69
			12	4.3	0.1749	70
			13	4.4	0.1748	71
			14	4.5	0.1747	72
			15	4.6	0.1784	40
			16	4.7	0.1780	42
			17	4.8	0.1835	24
			18	4.9	0.1741	80
			20	5.3	0.1777	44
			22	5.5	0.1773	48
			23	5.6	0.1779	43
			25	5.8	0.1799	33
			26	6.2	0.1791	35
			33	6.9	0.1733	84
			37	7.5	0.1770	49
			41	7.9	0.1759	58
	$r_1 = 8$ $r_2 = 75$		45	8.5	0.1834	25
			46	8.6	0.1767	53
			48	8.8	0.1747	74
			52	9.4	0.1769	50
			53	9.5	0.2747	75
			54	9.6	0.1753	64
			55	9.7	0.1830	26
			57	9.9	0.1742	80
			58	10.2	0.1758	60
			59	10.3	0.1754	63
			61	10.5	0.1753	65
			63	10.7	0.1810	30
			64	11.3	0.1766	55
			65	11.4	0.1764	56
			67	11.6	0.1780	41
			68	11.7	0.1750	69

cd. tablicy 6.8

1	2	3	4	5	6	7
Lokalnie optymalny II	$r_1 = 8$ $r_2 = 75$		69	12.2	0.1740	81
			70	12.3	0.1787	31
			71	12.4	0.1768	51
			73	12.6	0.1879	23
			74	12.8	0.1733	84
			75	13.2	0.1737	82
			76	13.4	0.1757	61
			78	13.6	0.1818	28
			79	13.7	0.1742	80
			80	14.2	0.1810	30
			81	14.4	0.1776	46
			82	14.5	0.1747	74
			83	14.6	0.1828	27
			84	14.8	0.1767	53
		2	21	5.4	0.2209	17
			34	7.2	0.2219	16
			35	7.3	0.2000	22
			40	7.8	0.2369	13
			50	9.2	0.2301	15
			60	10.4	0.2079	20
			62	10.6	0.2124	19
			77	13.5	0.2126	18
		3	24	5.7	0.2442	9
			27	6.3	0.2304	14
			42	8.2	0.2389	12
			47	8.7	0.2401	11
		4	28	6.4	0.1786	39
			29	6.5	0.1789	36
			36	7.4	0.2034	21
			38	7.6	0.1766	54
			43	8.3	0.1792	34
			44	8.4	0.1804	31
			51	9.3	0.1788	37
			72	12.5	0.1774	47

cd. tablicy 6.8

1	2	3	4	5	6	7
Lokalnie optymalny II	$r_1 = 8$ $r_2 = 75$	5	4	2.5	0.3031	6
			19	5.2	0.2681	7
			49	8.9	0.3160	4
			56	9.6	0.3160	4
		6	30	6.6	0.2422	10
			66	11.5	0.2532	8
		7	31	6.7	0.6245	2
		8	32	6.8	0.9988	1
		9	39	7.7	0.3110	5

Kolumny 1-5 tablicy 6.7 i 6.8 zawierają podziały optymalne i optymalnie lokalne wg algorytmu grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych. Podział parcel na podzbiory statystycznie jednorodne oraz podanie dla każdej parceli wartości wyróżnika aktywności sejsmologicznej pozwala na identyfikację utworzonych podzbiorów pomiędzy sobą oraz systematyzację parcel w utworzonych podzbiorach.

Celem zobrazowania przeprowadzonych badań klasyfikacji i systematyzacji przeprowadzono analizę otrzymanych wyników z przedstawieniem graficznym w postaci map (rys. 6.8 i 6.9).

6.7. Analiza wyników klasyfikacji i systematyzacji parcel w aspekcie ochrony powierzchni

Przechodząc do omówienia wyników, należy dokonać wyboru wymiarów (wielkości) parcel, które powinny być przedmiotem klasyfikacji i wartościowania ze względu na aktywność sejsmologiczną.

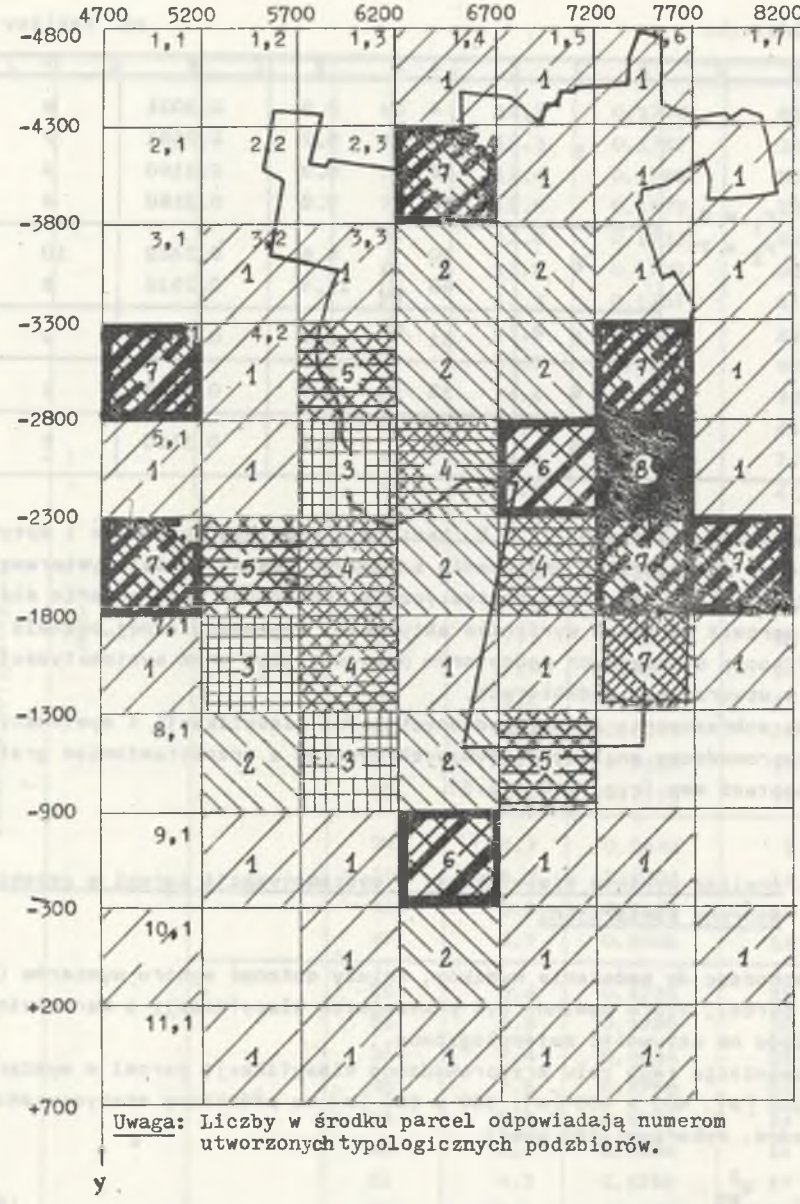
Dla osiągnięcia tego celu przeprowadzono klasyfikację parcel o wymiarach: 300 x 300 [m], 400 x 400 [m], 500 x 500 [m] na podzbiory statystycznie jednorodne, wykorzystując wzór:

$$F = \frac{S^2_{mg}}{S^2_{wg}}, \qquad (6.10)$$

gdzie:

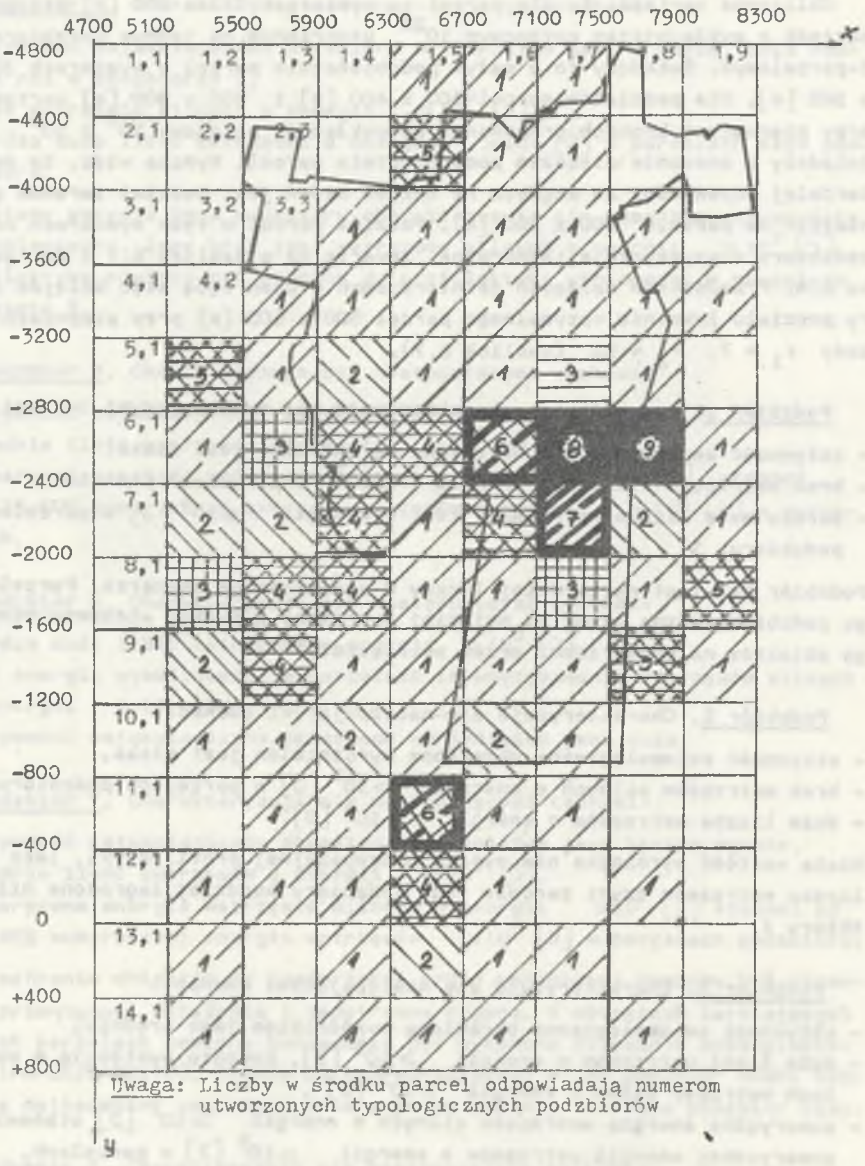
S^2_{mg} - wariancja międzygrupowa odległości,

S^2_{wg} - wariancja wewnętrzgrupowa odległości.



Rys. 6.8. Wyniki klasyfikacji i systematyzacji parcel o wymiarach 500 x x 500 [m] analizowanego obszaru górniczego kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek"

Fig. 6.8. Results of classification and systematization of 500 x 500 [m] plots of the analyzed mining area of the collieries "Szombierki", "Dymitrov" and "Bobrek"



Uwaga: Liczby w środku parcel odpowiadają numerom utworzonych typologicznych podzbiorów

Rys. 6.9. Wyniki klasyfikacji i systematyzacji parcel o wymiarach 400 x x 400 [m] analizowanego obszaru górniczego kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek"

Fig. 6.9. Results of classification and systematization of 400 x 400 [m] plots of the analyzed mining area of the collieries "Szombierki", "Dymitrov" and "Bobrek"

Obliczona wartość F dla parcel o wymiarach 300 x 300 [m] osiągnęła wartość z wykładnikiem potęgowym 10^{22} utworzonym na jednym podzbiorze 2-parcelowym. Świadczy to o małym podobieństwie parcel o wymiarach 300 x x 300 [m]. Dla podziałów parcel 400 x 400 [m] i 500 x 500 [m] wartość F przy pierwszych krokach grupowania ma wykładnik potęgowy 10^6 i 10^5, co świadczy o znacznie większym podobieństwie parcel. Wynika więc, że najbardziej odpowiedni ze względu na zakres badań jest podział terenów górniczych na parcele 500 x 500 [m]. Podział parcel o tych wymiarach na podzbiory statystycznie jednorodne zawarte są w tablicy 6.7 i na rysunku 6.8. Przedmiotem dalszych zainteresowań i ocen będą więc kolejne zbiory podziału lokalnie optymalnego parcel 500 x 500 [m] przy stopniach swobody $r_1 = 7$, $r_2 = 52$ (tablica 6.7).

Podzbiór 1. Podzbiór ten charakteryzuje się następującymi cechami:

- aktywność sejsmologiczna określona wyróżnikiem jest niska,
- brak wstrząsów silnych o energii $\geqslant 10^7$ w parcelach podzbioru,
- bardzo mała liczba wstrząsów, tzn. o energii $\geqslant 10^5$ [J] w parcelach podzbioru.

Podzbiór ten jest najbardziej liczny w analizowanym obszarze. Parcele tego podzbioru można uznać za najmniej zagrożone z punktu widzenia ochronnego obiektów na powierzchni przed wstrząsami.

Podzbiór 2. Charakteryzuje się następującymi cechami:

- aktywność sejsmologiczna określona wyróżnikiem jest niska,
- brak wstrząsów silnych o energii $\geqslant 10^7$ [J] w parcelach podzbioru,
- duża liczba wstrząsów o energii $\geqslant 10^5$ [J].

Niska wartość wyróżnika nie wymaga nadzwyczajnej profilaktyki, lecz duża liczba wstrząsów czyni parcele tego podzbioru bardziej zagrożone niż podzbioru 1.

Podzbiór 3. Charakteryzuje się następującymi cechami:

- aktywność sejsmologiczna określona wyróżnikiem jest średnia,
- duża ilość wstrząsów o energii $\geqslant 10^5$ [J], ponadto występują w parcelach wstrząsy silne o energii $\geqslant 10^7$ [J],
- sumaryczna energia wstrząsów silnych o energii $\geqslant 10^7$ [J] stanowi 50% sumarycznej energii wstrząsów o energii $\geqslant 10^5$ [J] w parcelach.

Trzy parcele należące do tego podzbioru cechuje wzmożona aktywność sejsmologiczna. W związku z tym powinno się stosować zwiększoną ochronę obiektów istniejących, a w obiektach nowo projektowanych należy uwzględnić zabezpieczenia ze względu na wzmożoną aktywność sejsmologiczną (PN-85/B-02170).

Podzbiór 4. Charakteryzuje się następującymi cechami:

- aktywność sejsmologiczna określona wyróżnikiem jest średnia, lecz niższa niż w podzbiorze 3,
- brak wstrząsów silnych o energii $\geqslant 10^7$ [J],
- bardzo duża ilość wstrząsów o energii $\geqslant 10^5$ [J] w parcelach tego podzbioru.

Cztery parcele tego podzbioru charakteryzuję się wzmożoną aktywnością sejsmologiczną, lecz brak jest wstrząsów silnych o energii $\geqslant 10^7$ [J]. Profilaktyka powinna być podobna do profilaktyki stosowanej w parcelach podzbioru 2.

Podzbiór 5. Charakteryzuje się następującymi cechami:

- aktywność sejsmologiczna określona wyróżnikiem jest duża,
- średnia ilość wstrząsów o energii $\geqslant 10^5$ [J],
- sumaryczna energia wstrząsów silnych o energii $\geqslant 10^7$ [J] stanowi od 25-50% sumarycznej energii wstrząsów o energii $\geqslant 10^5$ [J] w parcelach.

Podzbiór 6. Charakteryzuje się następującymi cechami:

- bardzo duża ilość wstrząsów o energii $\geqslant 10^5$ [J],
- 75% energii wyemitowanej w parcelach to występowanie wstrząsów silnych o energii $\geqslant 10^7$ [J],
- aktywność sejsmologiczna określona wyróżnikiem jest duża.

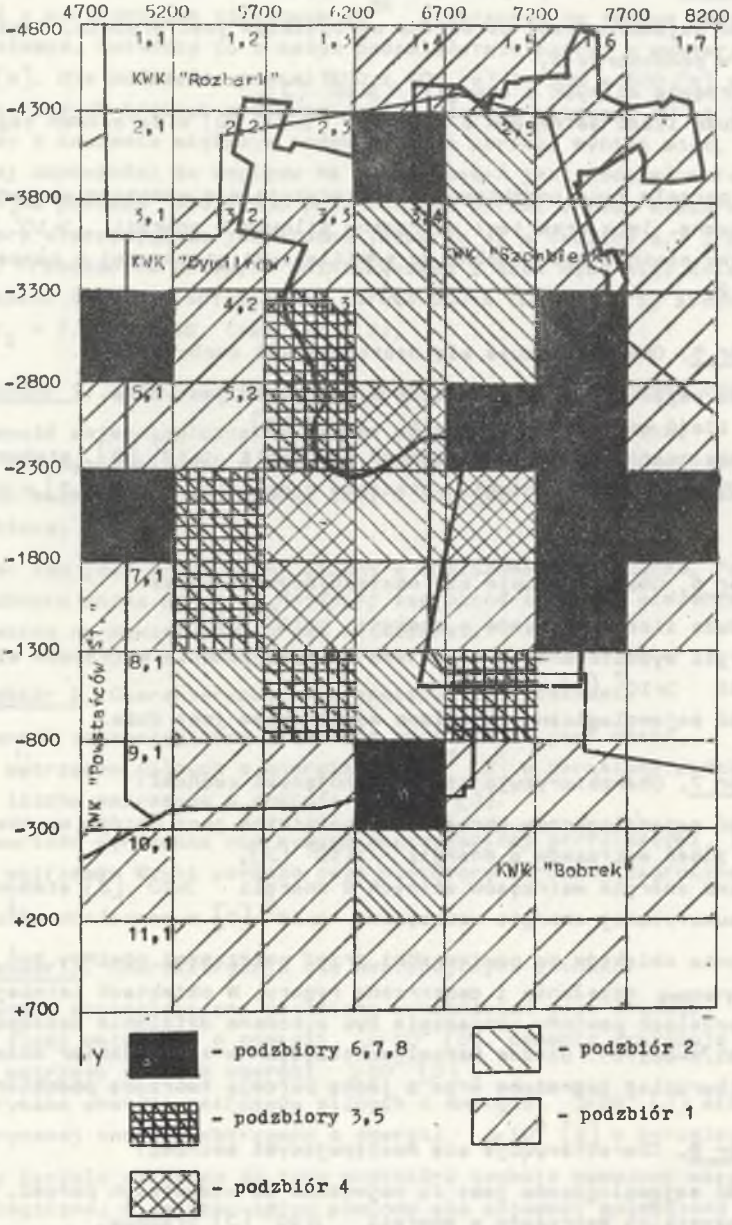
Podzbiór 7. Charakteryzuje się następującymi cechami:

- aktywność sejsmologiczna określona wyróżnikiem jest bardzo wysoka,
- średnia ilość wstrząsów o energii $\geqslant 10^5$ [J],
- sumaryczna energia wstrząsów silnych o energii $\geqslant 10^7$ [J] stanowi od 75-95% sumarycznej energii wstrząsów $\geqslant 10^5$ [J] w parcelach podzbioru.

W ochronie obiektów na powierzchni przed wstrząsami powinny być stosowane priorytetowe działania i zaostrzone rygory. W obiektach istniejących na tych parcelach powinny koniecznie być wykonane działania zabezpieczające (PN-85/B-02170). Siedem parcel wchodzących w ten podzbiór można uważać za najbardziej zagrożone wraz z jedną parcelą tworzącą podzbiór ósmy.

Podzbiór 8. Charakteryzuje się następującymi cechami:

- aktywność sejsmologiczna jest tu najwyższa ze wszystkich parcel,
- ilość wszystkich wstrząsów o energii $\geqslant 10^5$ [J] średnia,
- sumaryczna energia wstrząsów silnych o energii $\geqslant 10^7$ [J] stanowi 99,67% sumarycznej energii wstrząsów $\geqslant 10^5$ [J] w tejże parceli.



Rys. 6.10. Graficzne przedstawienie stopnia zagrożenia wstrząsami eksploatacyjnymi parcel powierzchniowych analizowanego obszaru

Fig. 6.10. Graphic representation of the degree of hazard from mining tremors of surface plots of the area analyzed

W parceli tej powinno się stosować naostrzejszą profilaktykę, jeszcze bardziej zaostrzoną niż w parcelach podzbioru 7.

Umiejscowienie wymienionych podzbiorów parcel na terenach górniczych kopalń: "Szombierki", "Dymitrow" i "Bobrek" przedstawiono na rys. 6.10.

Reasumując, można zinterpretować wyniki w następujący sposób:

1. Parcele wchodzące w podzbiory jednorodne 6, 7 i 8 zajmują 10 pierwszych lokat pod względem wartości wyróżnika aktywności sejsmologicznej. W parcelach tych co najmniej 75% energii sejsmologicznej wyzwalana jest ze wstrząsów o energii $\geqslant 10^7$ [J]. Tym samym istniejące obiekty na powierzchni w tych parcelach wymagać będą priorytetowych działań profilaktycznych. Obiekty przewidywane do lokalizacji na tych terenach muszą mieć zaostrzone kryteria konstrukcyjno-projektowe.

2. Parcele podzbioru 3 i 5 charakteryzuję się dużą aktywnością sejsmologiczną, a udział sumy energii wstrząsów silnych powyżej 10^7 [J] stanowi od 25-60% sumy energii wszystkich wstrząsów o energii większej od 10^5 [J]. Zamierzenia profilaktyczne mniej zaostrzone w stosunku do parcel podzbiorów 6, 7 i 8. Lokaty wyróżnika aktywności sejsmologicznej zajmują miejsca od 11 do 16.

3. Parcele podzbioru 2 i 4 charakteryzuję się dużą częstotliwością wstrząsów, lecz o energii $< 10^7$ [J]. Duża ilość wstrząsów może być uciążliwa w analizowanym obszarze. Parcele podzbiorów 2 i 4 przylegają do parcel o wzmożonej aktywności sejsmologicznej, stąd w przyszłości możliwy jest w tych obszarach wzrost zagrożenia.

4. Parcele podzbioru 1 charakteryzuję się małą aktywnością sejsmologiczną. Działania profilaktyczne mogą mieć tutaj zakres ograniczony.

Przeprowadzone badania powinny być powtarzane co pół roku ze względu na przemieszczanie się eksploatacji, a wraz z nią zmianami charakterystyk aktywności sejsmologicznej parcel.

7. WYKORZYSTANIE ZAPROPONOWANYCH MODELI DO UTWORZENIA SYSTEMU INFORMACYJNEGO DIAGNOZY I KONTROLI STANU ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI W KOPALNI

Podstawowe informacje o stanie bezpieczeństwa człowiek może czerpać z trzech źródeł:

1. Z własnego kodu dziedzicznego.
2. Z osobistych przeżyć i doświadczeń.
3. Z przykładów i wpływów zewnętrznych.

W pierwszym przypadku mamy do czynienia z informacją genetyczną niezbędną do "gry" biologicznej z otoczeniem (z naturą), w drugim przypadku z procesem uczenia się (także i na błędach), a w trzecim z korzystania z wiedzy, jaką nagromadzili górnicy w całym procesie rozwoju działalności wydobywczej.

Pojęcie informacja to jedno z podstawowych pojęć cybernetycznych nie definiowalne ze względu na jego pierwotny, elementarny charakter [36], [198].

W opisie procesów komunikowania się i sterowania pojęcie informacji zajmuje podobną pozycję, jak pojęcie masy i energii w fizyce.

Wszystkie dotychczasowe próby zdefiniowania pojęcia informacji uważa się powszechnie za niezadowalające, a co najwyżej za ukazujące tylko niektóre aspekty informacji.

Jedno z trafniejszych określeń mówi, że informacja to "... właściwości, wiadomości lub sygnały polegające na zmniejszeniu nieokreśloności lub niepewności co do stanu sytuacji lub jej dalszego rozwoju" [66]. Potocznie przez informację rozumie się przekazaną przez nadawcę, którym może być dowolna rzecz lub osoba, do odbiorcy, którym może być dowolna rzecz lub osoba, pewną treść będącą opisem, poleceniem, nakazem, zaleceniem, przy użyciu języka lub kodu [80].

Każda rzecz, proces lub zjawisko może być rozpatrywane w potrójnym wymiarze: materialnym, energetycznym i informacyjnym. W wymiarze materialnym określona jest substancja fizyczna (masa) zajmująca określoną przestrzeń i charakteryzująca się pewnym stanem skupienia. W wymiarze energetycznym określony jest ruch fizyczny materii, który może mieć charakter kinetyczny (materia w ruchu) oraz potencjalny (wzajemne usytuowania elementów materii). W wymiarze informacyjnym określony jest stopień zorganizowania materii i energii, czyli konkretny system.

Zjawisko i procesy zachodzące w górotworze mają charakter systemowy [238]. W wymiarze materia skalna - energia określone są właściwości termodynamiczne systemu, np. związane z zamianę pracy mechanicznej przy pękaniu skał na ciepło lub na inną formę pracy. W wymiarze materia - informacja określone są właściwości strukturalne systemu związane z rozmieszczeniem i powiązaniem poszczególnych jego części, np. obiektów eksploatacyjnych lub obiektów struktury skalnej.

W wymiarze energia - informacja określone są właściwości komunikacyjne systemu związane z przenoszeniem informacji.

W wymiarze materia - energia - informacja realizowane może być kierowanie lub sterowanie.

Informacja jest składnikiem najważniejszym w każdym systemie, ponieważ wprowadza ład i uporządkowanie.

Informacja ma trzy aspekty: ilościowy, znaczeniowy i wartościowy. Aspekt ilościowy (objętościowy) informacji wyraża się w ilości symboli lub sygnałów koniecznych do jego przekazania. Aspekt znaczeniowy (semantyczny) wyraża się w interpretacji treści informacji za pomocą symboli przez przypisywanie im określonego znaczenia. Aspekt wartościowy (cenność) informacji polega na jej użyteczności w określonym sprawnym działaniu.

O ile aspekt ilościowy informacji wiąże się bezpośrednio z nadawcę, a aspekt wartościowy z odbiorcę, to aspekt znaczeniowy wiąże się z określonym systemem kodowania informacji między nadawcę a odbiorcę.

7.1. Analiza aktualnego stanu systemu informacyjnego diagnozy i kontroli zagrożenia wstrząsami górniczymi w kopalni

System informacyjny stanu zagrożenia tąpaniami należy do systemu zarządzania kopalnię. Jest on obrazem informacyjnym systemu bezpieczeństwa obiektów zagrożonych tąpaniami opisanego w rozdziale 4.
Stanowi podstawowe źródło poznania całości powiązań materialno-energetycznych występujących w tym systemie.
Analiza informacji o stanie zagrożenia tąpaniami integruje i racjonalizuje działania ludzi dla osiągnięcia celu systemu bezpieczeństwa obiektów zagrożonych tąpaniami.

Na system informacyjny stanu zagrożenia tąpaniami składają się: zjawiska i zdarzenia zagrożeniowe - źródło informacji - informacja - przetwornik informacji w sygnał dostosowany do wykorzystania informacji - obiekt (użytkownik) informacji.

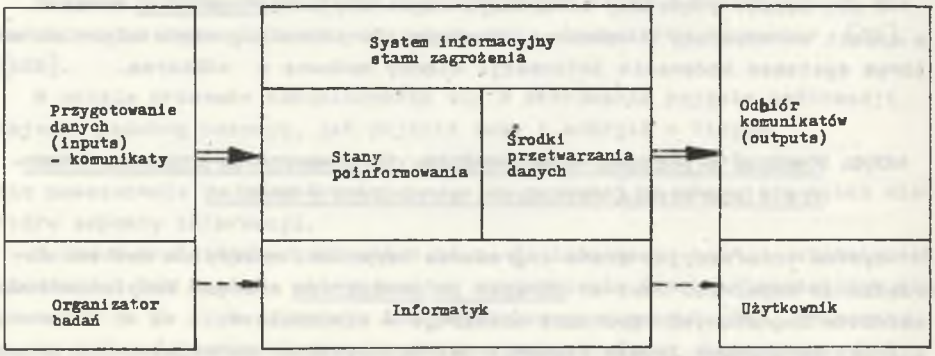
Model funkcjonalny systemu informacyjnego obejmuje:

a) stan poinformowania (rozróżnienia lub skojarzenia zdarzeń należących do klasy zdarzeń niebezpiecznych),
b) informacje jako relacje komunikowania,

c) komunikowanie (obejmujące kod, środki generowania i przetwarzania komunikatów, same komunikaty oraz czynności generowania i przetwarzania komunikatów),
d) potencjał odbiorcy - użytkownika systemu (np. zdolność rozróżniania i kojarzenia),
e) środki odbioru użytkownika.

System informacyjny stanu zagrożenia tąpaniami w kopalni składa się z części sztucznej, którą stanowi układ pomiarowy zainstalowany w wyrobiskach (górotworze) [234].

Za pomocą odpowiedniej aparatury człowiek jest w stanie rozróżniać określone stany zjawisk zachodzących poza jego zmysłami (receptorami). Właściwości rozróżniania stanów zjawisk są jednak nadane przyrządowi przez człowieka i w gruncie rzeczy pochodzą od człowieka, gdyż są zastąpieniem, przedłużeniem, a nawet udoskonaleniem narządów (zmysłów człowieka). Obok wymienionych elementów system informacyjny stanu zagrożenia obejmuje cel, którym jest uzyskanie skutecznego i wystarczająco dokładnego obrazu zachodzących zjawisk zagrożeniowych i w każdym momencie czasowym, w jakim znajduje się system. Głównymi wkładami (inputs) i produktami (outputs) systemu informacyjnego stanu zagrożenia są komunikaty (rys. 7.1).



Rys. 7.1. Struktura organizacyjno-funkcjonalna modelu systemu informacyjnego stanu zagrożenia tąpaniami w kopalni

Fig. 7.1. Organizational - functional structure of the informational system model of the state of crumping hazard in a mine

Środki EPD (np. Ośrodek EPD) nie stanowią pełnego systemu informacyjnego, lecz zaledwie jego część (podsystem). Wynika to z tego, że poza nimi może pozostać istotna dla bezpieczeństwa obiektu informacja, zwłaszcza wtedy gdy ośrodek rutynowo uzyskuje dane wejściowe, przetwarza je i przekazuje bez permanentnego i aktywnego kontaktu z nadawcą informacji. Ponadto w skład systemu informacyjnego wchodzą także pewne procesy nieformalne łącznie z myśleniem. System informacyjny stanu zagrożenia wraz z systemem działań zabezpieczających dla obiektów zagrożonych tąpaniami jest systemem

zamkniętym. Pierwotnymi źródłami informacji w takim systemie są informacje o procesach zachodzących w górotworze.

Przesyłanie informacji odbywa się między nadawcą, który wysyła informację a odbiorcą, który tę informację odbiera. Zestaw przekazywanej treści informacji jest komunikatem.

Warunkiem przekazania sygnału z nadajnika do odbiornika jest istnienie kanału informacyjnego.

W kanale informacyjnym wyróżnić można części składowe:

1. Część obiektową (podziemną), obejmującą różnego rodzaju czujniki, układy wzmacniające oraz linie transmisyjne, umożliwiające przekazywanie sygnałów na powierzchnię.

W przypadku informacji uzyskanych z bezpośrednich obserwacji lub doświadczenia, a także w przypadku braku urządzeń kodujących lub specjalnych linii przesyłowych część obiektowa może obejmować także ludzi - obserwatorów systemu.

2. Część powierzchniową, obejmującą rejestratory, wzmacniacze oraz mikrokomputery, tworzące informatyczny system oceny zagrożenia tąpaniami. System ten realizuje następujące zadania:

- akwizycję danych,
- przetwarzanie danych,
- ustalenie stopnia zagrożenia tąpaniami,
- ujawnianie wyników,
- obsługę zleceń użytkownika wyników.

Zależnie od stosowanych metod pomiarowych uzyskane wyniki mogą dotyczyć konkretnych obiektów lub całych rejonów.

Ponieważ mimo rozbudowanej sieci obserwacji i dużej ilości danych o zmianach rejestrowanych parametrów nie uzyskuje się w pełni wiarygodnych prognoz, do systemu wprowadzamy informacje z wielu źródeł, w tym z heurystycznych metod oceny zagrożenia. Tak wielka liczba informacji wymaga od urządzeń rejestrująco-przetwarzających dostatecznej zdolności obliczeniowej.

System informacyjny stanu zagrożenia tąpaniami jest systemem otrzymywania, zbierania i obróbki informacji w celu wypracowywania decyzji kierowniczych, w tym również wypracowania sygnałów sterowania $y_1,\ldots,y_n$. Sygnały decyzyjne oraz sygnały bezpośrednio sterujące przekształcają się w systemie wykonawczym w wielkości oddziałujące $z_1,\ldots,z_m$, które oddziałując na proces technologiczny zmieniają jego entropię, a więc i sam proces zgodnie z kryteriami bezpieczeństwa.

Proces diagnozowania, kontroli oraz podjęcia działań zabezpieczających wymaga czasu i może przebiegać ciągle lub dyskretnie z określoną częstotliwością $\frac{1}{T_p}$ wybraną ze względu na warunek ilości czasu potrzebnego do zmniejszenia nieokreśloności (niepewności) co do przebiegu zjawisk zagrożeniowych i wystąpienia ich skutków. Poziom ten powinien być ustalony z warunku zapewnienia z danym prawdopodobieństwem niezawodności i bezpie-

czeństwa (bezpieczności) systemu obiektów podziemnych w określonym czasie po uzyskaniu wyników diagnostycznych.

Czas realizacji ocen powinien być tak dobrany, aby otrzymać maksymalną ilość najbardziej wiarygodnych informacji i zdążyć z realizacją zabezpieczeń (reakcją) przed przejściem systemu obiektu z kontrolowanego stanu statycznego zagrożenia w niekontrolowany stan dynamiczny.

Rozwój systemu informacyjnego stanu zagrożenia tąpaniami powinien opierać się na generowaniu trzech klas informacji:

- informacji alarmowych,
- informacji odchyleniowych,
- informacji strukturalnych.

Informacje alarmowe to informacje liczbowe lub opisowe, które wskazują decydentowi na szczególnie niekorzystne proporcje, związki i relacje zachodzące w kształtowaniu się danych opisujących stan systemu bezpieczeństwa górniczego, osiągane w pewnym momencie lub przedziale czasu. Informacje alarmowe powinny być oparte na wskaźnikowej analizie procesów i niebezpiecznych zdarzeń uzupełnianej niektórymi parametrami statystycznymi ze szczególnym uwzględnieniem pomiaru siły związków zachodzących między analizowanymi wielkościami (regresja, korelacja itp.).

Informacje odchyleniowe to takie informacje, które wskazują wielkość odchyleń zaobserwowanych w czasie kontroli identyfikatorów zagrożenia tąpaniami w stosunku do ustalonych norm.

Informacje strukturalne są to takie informacje, które ujawniają dane o strukturze wewnętrznej obserwowanych zjawisk zagrożeniowych, np. o zmianach strukturalnych zachodzących bezpośrednio w górotworze.

7.2. Założenia projektowe struktury systemu informacyjnego stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi w kopalni

Podstawę organizacyjną systemu informacyjnego stanu zagrożenia wstrząsami w KWK "Pstrowski" stanowią:

1. Podsystem rejestracji i przygotowania danych pierwotnych oraz ich przetwarzania w dane diagnostyczne (podsystem organizatora systemu).

2. Podsystem przetwarzania danych diagnostycznych w dane prognostyczne (dane przeddecyzyjne) - podsystem informatyka.

3. Podsystem wykorzystania i aktualizacji danych prognostycznych - podsystem użytkownika.

Podsystem rejestracji i przygotowania danych pierwotnych oraz ich przetwarzania w dane diagnostyczne składa się z następujących elementów:

a) źródeł informacji o zagrożeniu - ZI,
b) punktu zbierania informacji o zagrożeniu - PZI,
c) punktu obróbki i przygotowania informacji - PPI.

Źródło informacji ZI - stanowi pierwsze ogniwo systemu informacyjnego o stanie zagrożenia w KWK "Pstrowski".

Źródłami informacji są:

- ludzie (obserwatorzy systemu),
- sprzęt techniczny (aparatura pomiarowa) zainstalowany w wyrobiskach górniczych i górotworze.

Punkt zbierania informacji (PZI) o zagrożeniu ma na celu przyjęcie informacji ze źródła, dokonanie selekcji informacji oraz opracowanie prostych dokumentów informacyjnych i sprawozdawczych.

Punkt obróbki i przygotowania informacji (PPI) przyjmuje z PZI i przekazuje do punktu przetwarzania informacji (PPI) dane, które są zestawiane w odpowiednie bloki informacyjne stanowiące bazę danych przetworzonych wejściowych. Ponadto przyjmuje z PPI informacje przetworzone (dane wyjściowe) i zapewnia ich tranzyt przede wszystkim do użytkownika systemu, a także do punktu zbierania informacji PZI.

Struktura rejestrowania i przygotowania danych pierwotnych uzależniona jest od rodzaju stosowanej metody oceny zagrożenia tąpaniami. W kopalniach węgla kamiennego stosuje się aktualnie:

a) metody oceny jakościowej warunków górniczo-geologicznych (heurystyczne),
b) metodę sondażu wiertniczego, małośrednicowego,
c) metody analityczne,
d) metody sejsmologii, sejsmoakustyki i sejsmiki górniczej.

Ad a) Metody te mają charakter ocenowy i nie posiadają sformułowanej modelowo struktury. W rozdziale 5 przedstawiono procedurę matematycznej formalizacji wiedzy o zagrożeniu tąpaniami przez zastosowanie metody grupowej oceny ekspertów.

Ad b) Metoda ta ma charakter uzupełniający i stosowana jest łącznie z innymi, tutaj wymienionymi.

Ad c) Metody analityczne to głównie metody teoretyczne, ocenowe, oparte na przyjętych teoretycznych modelach reologicznych górotworu i wykorzystujące rozwiązania równań stanu opisujących te modele.

Ad d) Są to metody szeroko stosowane w praktyce ruchowej kopalń.

W KWK "Pstrowski" wykorzystuje się takie metody, jak:

- metoda sejsmologiczna, która polega na analizie zarejestrowanych przez aparatury sejsmologiczne wstrząsów górotworu, określenie ich epicentrów, wielkości energii i przypuszczalnych przyczyn zaistnienia (system SYLOK);
- metoda sejsmoakustyczna, która polega na określeniu aktywności w danym rejonie górniczym kopalni za pomocą przenośnej aparatury typu PAS-2, oraz aparatury sejsmoakustycznej typu PRS-4a (system SAK);

- metoda sejsmiki górniczej, która polega na wyznaczaniu prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych w badanej partii górotworu aparaturę - czasomierz sejsmiczny typu CS-56 I.

Rejestracja wstrząsów górotworu prowadzona jest w sposób ciągły przez 2 zestawy sejsmologicznej aparatury typu "SYLOK" oraz 1 zestaw aparatury typu "GÓRNIK". Obecnie w obszarze górniczym kopalni na różnych poziomach zainstalowanych jest piętnaście stanowisk sejsmometrycznych na dole kopalni oraz jedno stanowisko usytuowane w piwnicy budynku.

W zależności od rozmieszczenia frontów eksploatacyjnych istnieje konieczność zmiany miejsca lokalizacji stanowisk sejsmometrycznych celem umożliwienia prawidłowej interpretacji danych o wstrząsach górniczych pochodzących z całego obszaru górniczego kopalni.

Ciągła rejestracja aktywności sejsmoakustycznej prowadzona jest za pomocą aparatury typu PRS-4a (SAK) oraz w wyrobiskach górniczych szczególnie zagrożonych tąpaniami, wyznaczonych przez Kopalniany Zespół ds. Tąpań. Ogniska wstrząsów górniczych, wielkości ich energii, intensywności oraz ewentualne skutki pozwalają na wyznaczenie rejonów aktywnych sejsmicznie. Umożliwia to na podstawie analizy czynnych frontów eksploatacyjnych, resztek i krawędzi eksploatacji w pokładach sąsiednich oraz zaburzeń sedymentacyjno-tektonicznych prognozowanie w sposób ciągły stanu zagrożenia tąpaniami dla robót przygotowawczych i eksploatacyjnych prowadzonych w pokładach skłonnych do tąpań.

Dane pierwotne zarejestrowane w metodzie sejsmologicznej stanowią:

- czas wystąpienia wstrząsu - t,
- energia wstrząsu - E,
- współrzędne wstrząsu - x, y, z.

Dane pierwotne w metodzie sejsmoakustycznej stanowią:

- czas wystąpienia wstrząsu - t_A,
- liczba impulsów sejsmoakustycznych - n,
- energia impulsów - E_A,
- miejsce wystąpienia zjawisk sejsmoakustycznych,
- odchyłka liczby impulsów (odchyłka aktywności sejsmoakustycznej) - %,
- odchyłka energii sejsmoakustycznej - %.

Dane pierwotne w metodach sejsmiki górniczej to:

- prędkości rozchodzenia się fal sejsmicznych,
- odpowiadające im czasy przebiegu.

W celu oceny w skali regionu przyjmujemy V_p, V_s lub t_p, t_s, a do oceny anomalii prędkości w partii górotworu V_p lub t_p.

Dane pierwotne w metodzie sondażu wiertniczego to:

- objętość nasypowa zwiercin z jednego metra bieżącego otworu - l/mb,

- zjawiska mechaniczne towarzyszące procesowi wiercenia (odległość zaklesz-czania, stuki, trzaski, granulacja zwiercin, wciąganie wiertła do otworu).

Dane pierwotne w metodzie heurystycznej - grupowej oceny ekspertów to elementy macierzy ocen:

- współrzędne eksperta,
- współrzędne ocen,
- wagi ocen.

Punkt zbierania informacji o zagrożeniu wraz z punktem obróbki wstępnej informacji znajduje się w Kopalnianej Stacji Geofizyki Górniczej przy Dziale Tąpań.

Strukturę organizacyjną Działu Tąpań Kopalni przedstawia rys. 7.2.

Podsystem przetwarzania danych diagnostycznych w dane prognostyczne (przeddecyzyjne) tworzy punkt przetwarzania informacji (PPI) wyposażony w techniczne środki gromadzenia i przetwarzania danych. Przetworzenie informacji następuje na podstawie technologii banku danych, na którą składają się: baza danych, system zarządzania bankiem danych i język banku danych.

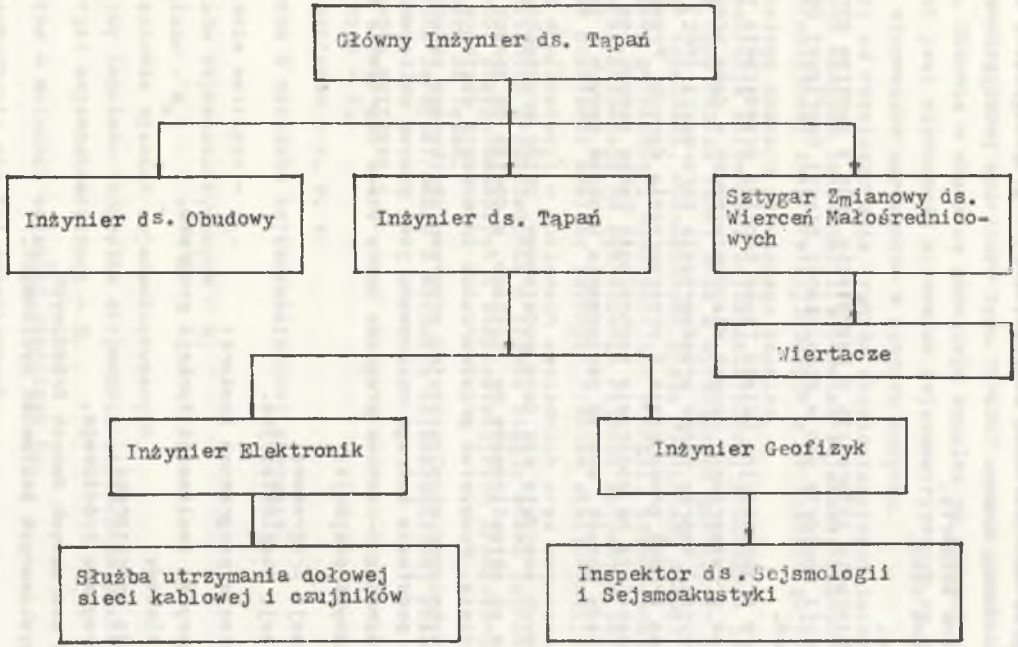
W banku danych znajdują się dane podstawowe, zbiór archiwalny i zbiór roboczy. Dane są aktualizowane na bieżąco, a dostęp do danych jest możliwy w każdym czasie. Podsystem przetwarzania informacji obejmuje również dokumentację techniczno-eksploatacyjną programu użytkowego zadania diagnostycznego, na podstawie którego wykonywany jest proces obliczeniowy. Dokumentacja techniczno-ruchowa programu oceny stanu zagrożenia zjawiskami geodynamicznymi obejmuje:

- dokumentację programową,
- dokumentację eksploatacyjną.

Dokumentacja programowa zawiera:

- opis algorytmu realizacji funkcji programu,
- schemat blokowy,
- instrukcję operatorską,
- wydruk programu źródłowego,
- przykład wzorcowych danych źródłowych,
- wzory uzyskiwanych zestawień wynikowych.

Podsystem wykorzystania i aktualizacji danych prognostycznych - podsystem użytkownika obejmuje informacje uzyskane w wyniku przetwarzania danych zgodnie z założeniami programu. Informacje te mogą mieć postać dokumentu o różnym stopniu szczegółowości w zależności od potrzeb użytkownika. Można je przedstawić w formie wykresów, tabel, pisemnych instrukcji lub wyświetlać na ekranie monitora. W razie potrzeby informacje mogą być bezpośrednio przekazywane do urządzeń sygnałowych, np. alarmowych.



Rys. 7.2. Schemat organizacyjny Działu Tąpań w KWK "Pstrowski"

Fig. 7.2. Organizational diagram of the Crumping Section of the "Pstrowski" colliery

Przetworzone w PPI informacje są przekazywane codziennie przez Głównego Inżyniera ds. Tąpań werbalnie na wyższe szczeble kierowania, a także do oddziałów dołowych w czasie rannej odprawy kierownictwa i dozoru ruchu kopalni. W zależności od charakteru oceny (prognozy) podejmowane są decyzje o wycofaniu ludzi z rejonów zagrożonych, o ograniczeniu ilości ludzi i czasu ich przebywania w rejonach zagrożonych, a także o wykonaniu konkretnych zabezpieczeń profilaktycznych, do których należy między innymi likwidacja niebezpiecznych naprężeń w pokładach zagrożonych tąpaniami metodami aktywnymi.

Do metod aktywnych należą:

a) strzelanie wstrząsowo-urabiające, tj. odpalanie maksymalnej ilości otworów dostosowanych do warunków lokalnych przodka ścianowego lub chodnikowego,
b) strzelanie kamufletowe,
c) strzelanie wstrząsowe,
d) strzelanie w stropie za linią obudowy (oprócz codziennej przerywki stropu) zwiększoną ilością ładunków w otworach o długości 3-10 [m],
e) wtłaczanie wody pod wysokim ciśnieniem do ociosu węglowego, które będzie wykonane krótkimi otworami długości do 10 [m] usytuowanymi prostopadle do frontów ścianowych względnie chodników lub długimi otworami długości do 100 [m] usytuowanymi równolegle do frontów ścianowych.

7.3. Opis algorytmów prognozy stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi w obiektach kopalni

Budowa algorytmów wynika z omówionych w poprzednich rozdziałach procedur diagnostycznych i obejmuje:

1. Algorytm diagnozy stanu zagrożenia zjawiskami geodynamicznymi dla wydzielonych systemowo rejonów górniczych KWK "Pstrowski" oraz
2. Algorytm diagnozy stanu zagrożenia zjawiskami dynamicznymi dla poszczególnych wyrobisk w diagnozowanych wstępnie rejonach górniczych.

Procedury tworzenia algorytmu diagnozy stanu zagrożenia wydzielonych rejonów kopalni obejmują głównie granice oddziałów górniczych KWK "Pstrowski".

Poprzedzała je analiza warunków górniczo-geologicznych kopalni oraz ogólna ocena stanu zagrożenia zjawiskami dynamicznymi. Wykorzystując procedury metody grupowej oceny ekspertów, wyodrębniono dziewięć oddziałów górniczych. Poddano je grupowej ocenie ekspertów ze względu na potencjalną możliwość wystąpienia zjawisk dynamicznych. Celem oceny było określenie względnych prawdopodobieństw zagrożenia w poszczególnych oddziałach kopalni - RK.

$$P_i^{RK}(Z/\bar{A}) = f(C_j^{RK}, m_j^{RK}) \tag{7.1}$$

W celu wyznaczenia prawdopodobieństw P_i^{RK} zastosowano wzór (5.138).

Następnym krokiem było uszeregowanie prawdopodobieństw P_i^{RK} według ich malejących wartości i przyjęcie do dalszej analizy diagnostycznej tych rejonów kopalni, dla których prawdopobieństwa są większe od ustalonej drogę doświadczeń wartości uznanej za wartość istotną. Do czasu ustalenia tej wartości dla warunków danej kopalni można przyjąć np.

$$\varepsilon^{RK} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^{n} P_i^{RK}(Z/\bar{A}) \tag{7.2}$$

Gdy warunek ten nie jest uwzględniony, wtedy procedurze dalszej oceny poddawane są kolejno wszystkie analizowane rejony: od rejonu, dla którego prawdopodobieństwo występienia zjawiska dynamicznego jest największe do rejonu, w którym to prawdopodobieństwo jest najmniejsze $(R_K, R_{K-1}, \ldots, R_L)$, gdy $K > L$ i $P_K^{RK} > P_L^{RK}$. Po wybraniu rejonu kopalni o określonym prawdopodobieństwie $R_i \in P_i^{RK}$ następuje diagnozowanie tego rejonu na podstawie danych wejściowych pochodzących np.:

a) z metody sejsmologicznej,
b) z metody sejsmicznej.

Diagnoza oparta na metodzie sejsmologicznej uwzględnia jako parametry wejściowe ν_M^{RK} i τ_M^{RK} oraz bieżący czas t. Parametry te wyznacza się z histogramów wstrząsów (bierzemy pod uwagę trzy poprzednie zjawiska znaczące).
Zależność

$$P_{O_M}^{RK}(t) = f_1(\tau_M^{RK}, \nu_M^{RK}) \tag{7.3}$$

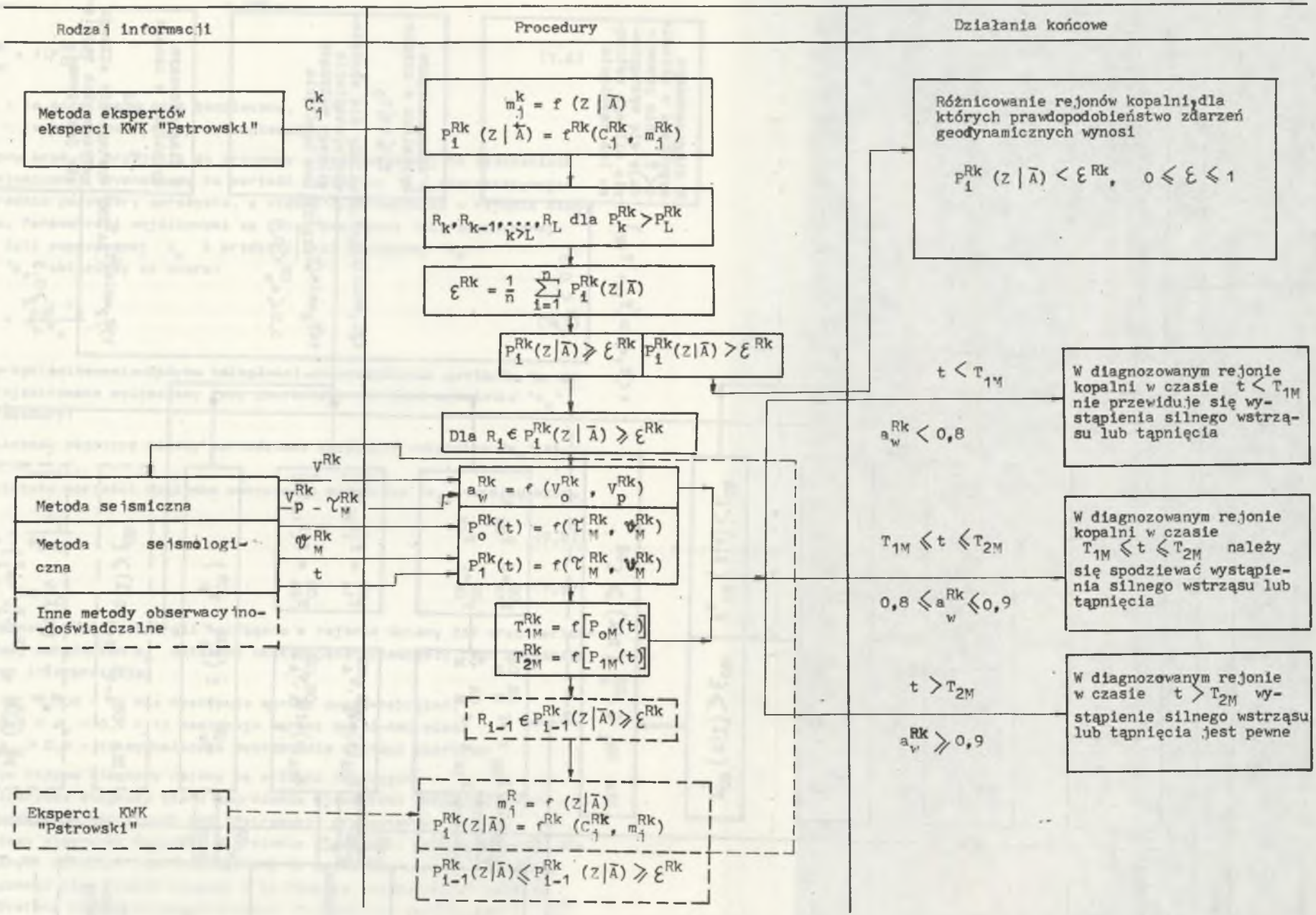
dana jest wzorem (5.86).
Natomiast zależność

$$P_{1_M}^{RK}(t) = f_2(\tau_M^{RK}, \nu_M^{RK}) \tag{7.4}$$

dana jest wzorem (5.87).

Ze wzorów tych oprócz wartości prawdopodobieństw możemy wyznaczyć po przyjęciu warunków granicznych czasy:

$$T_{1_M}^{RK} = f(P_{O_M}^{RK}(t)) \tag{7.5}$$

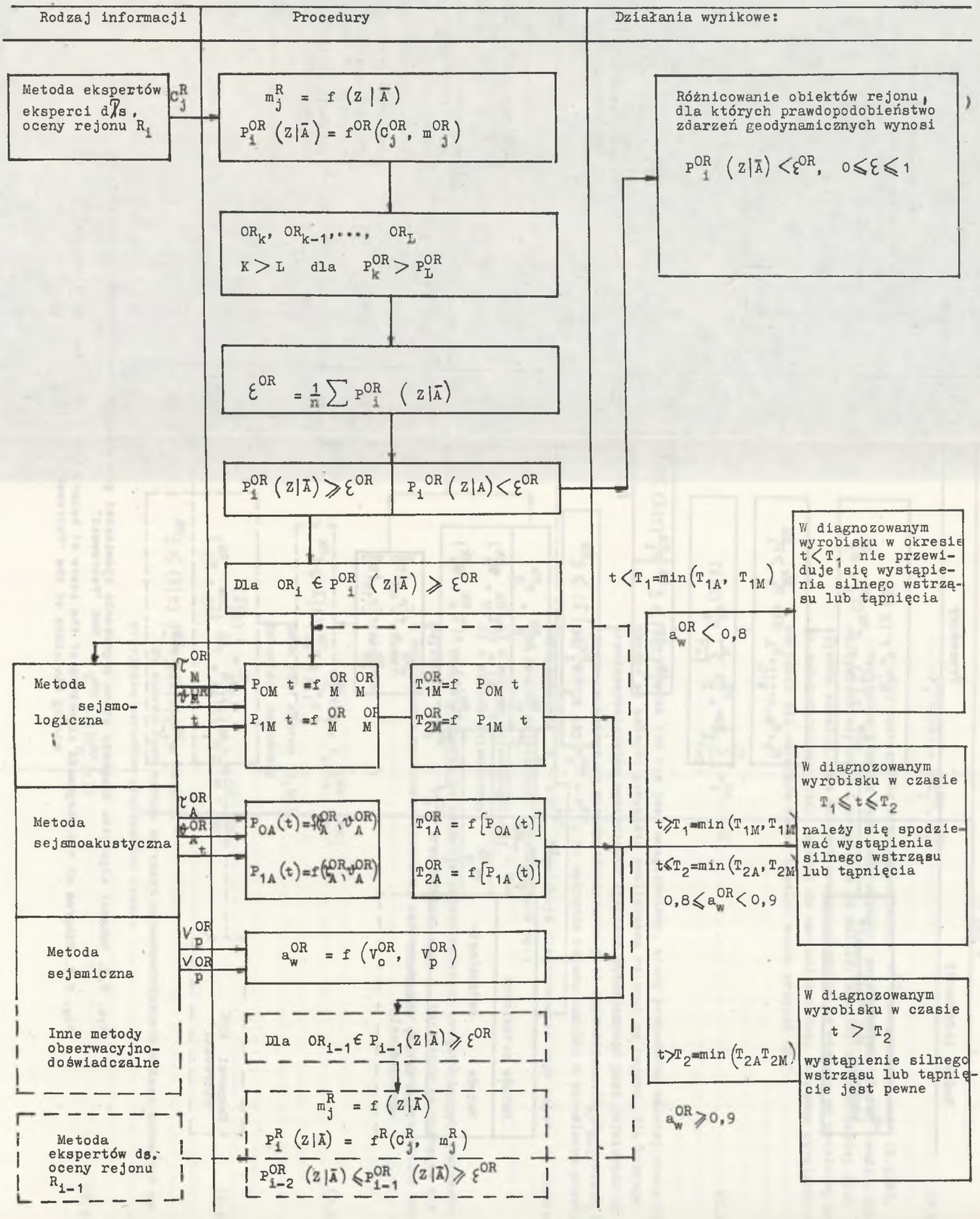


Rys. 7.3. Schemat algorytmu diagnozy stanu zagrożenia zjawiskami geodynamicznymi dla oddziałów górniczych KWK "Pstrowski"

Fig. 7.3. Diagram of the diagnosis algorithm of the state of hazard from strong tremors (crumping) for the mining divisions of the "Pstrowski" colliery

Rys. 7.4. Schemat algorytmu diagnozy zagrożenia zjawiskami geodynamicznymi dla wyrobisk górniczych KWK "Pstrowski"

Fig. 7.4. Diagram of the diagnosis algorithm of the state of hazard from strong tremors (crumping) for the mining excavations of the "Pstrowski" colliery



$$T_{2_M}^{RK} = f(P_{0_M}^{RK}(t)) \tag{7.6}$$

Czas T_1 - to oczekiwany czas bezpieczny, a,
czas T_2 - to oczekiwany czas niebezpieczny.

Następny krok to przejście do prognozy przeprowadzonej na założeniach metody sejsmicznej. Wyznaczamy tu wartość wskaźnika "a_w" charakteryzującego pośrednio parametry sprężyste, a więc i stan napięcia w rejonie diagnozowanym. Parametrami wejściowymi są tutaj prędkości fali sejsmicznej: prędkość fali poprzecznej V_s i prędkość fali podłużnej V_p. Wskaźnik "a_w" obliczamy ze wzoru:

$$a_w = \frac{V_p - V_s}{V_s} . \tag{7.7}$$

W celu wyeliminowania wpływu odległości poszczególnych geofonów na wartości zarejestrowane wyznaczamy tzw. unormowane wartości wskaźnika "a_w" według procedury:

1. Obliczamy rozstępy między wartościami skrajnymi wskaźnika "a_w", tj. "a_{wmax}" i "a_{wmin}".
2. Obliczamy wartości względne unormowane wskaźnika "a_{iw}" według wzoru:

$$a_{iw} = \frac{a_i}{a_{imax}} \tag{7.8}$$

$$0 < a_{iw} \leq 1 \tag{7.9}$$

Na podstawie analizy energii wstrząsów w rejonie ściany 239 oraz wartości względnej wskaźnika a_w ustalono następujące przedziały tego wskaźnika wraz z jego interpretacją:

- jeżeli $a_w < 0,8$ - to nie występuje wzrost quasi-naprężeń,
- jeżeli $0,8 < a_w < 0,9$ - to następuje wzrost quasi-naprężeń,
- jeżeli $a_w > 0,9$ - to sygnalizuje wystąpienie silnego wstrząsu.

Końcowym etapem diagnozy rejonu są wnioski decyzyjne.
Schemat algorytmu diagnozy stanu zagrożenia zjawiskami geodynamicznymi w rejonach oddziałów górniczych KWK "Pstrowski" przedstawia rys. 7.3
Sposób budowy algorytmu diagnozy zagrożenia zjawiskami geodynamicznymi dla poszczególnych wyrobisk jest analogiczny do opisanego powyżej algorytmu diagnostycznego dla rejonów kopalni z tą różnicą, że dodatkowo została tam wykorzystana metoda sejsmoakustyczna. Parametrami wejściowymi są v_A^{OR} i t_A^{OR} oraz bieżący czas t.

Wartość prognozowania

$$P_{0_A}^{OR}(t) = f(\tau_A^{OR}, \nu_A^{OR}) \tag{7.10}$$

określona jest ze wzoru (5.90), a wartość

$$P_{1_A}^{OR}(t) = f(\tau_A^{OR}, \nu_A^{OR}) \tag{7.11}$$

określona jest ze wzoru (5.89).

Wyznaczone czasy

$$T_{1_A}^{OR} = f_1(P_{0_A}^{OR}(t)) \tag{7.12}$$

$$T_{2_A}^{OR} = f_2(P_{1_A}^{OR}(t)) \tag{7.13}$$

dane są wzorami (5.95) i (5.96).

Parametry τ_A^{OR} i ν_A^{OR} wyznacza się z zapisu aktywności sejsmoakustycznej w wyrobiskach. Sposób budowy algorytmu diagnozy przedstawia rys. 7.4.

Przedstawione algorytmy posłużyły do opracowania programów użytkowych metody.

8. WNIOSKI KOŃCOWE

Przedstawione w niniejszej pracy rozważania upoważniają do sformułowania następujących wniosków:

A. Wnioski ogólne wynikające z metodologii badawczej

1. Przeprowadzone badania wykazały, że stosując podejście systemowe, możliwe jest skonstruowanie kompleksowej i spójnej logicznie procedury diagnostycznej, której podstawowymi zaletami są:

- uniwersalność zastosowanych modeli matematycznych, uwzględniających w szczególności stochastyczny charakter zjawisk geodynamicznych i umożliwiających prognozowanie wystąpienia skutków tych zjawisk,
- możliwość wykorzystania i przetworzenia informacyjnego szerokiej bazy danych opisujących stan zagrożenia, których źródła stanowią wyniki badań teoretycznych i eksperymentalnych, a także kapitał wiedzy i doświadczenia ludzi, użytkowników systemu technologicznego,
- użyteczność praktyczna uwzględniająca dopasowanie modeli i algorytmów do warunków ruchowych kopalń oraz do wymagań projektowania informatycznego,
- skuteczność diagnostyczna, polegająca na aktywnym przetworzeniu danych charakteryzujących stan zagrożenia, w dane prognostyczne umożliwiające operatywne podejmowanie decyzji profilaktycznych.

2. Podstawę systemowej procedury diagnostycznej stanowią modele ocenowe, które tworząc integralne elementy systemu informacyjnego pełnią w tym systemie zróżnicowane funkcje.
I tak:

- model statystyczno-analityczny (analiza regresji wielu zmiennych) umożliwia ocenę istotności parametrów i charakterystyk opisujących wstrząsy górnicze, umożliwiając przetworzenie danych pierwotnych o zagrożeniu w dane diagnostyczne,
- model stochastyczno-markowski umożliwia prognozowanie niebezpiecznych zdarzeń, a w szczególności ocenę czasowej zdatności lub niezdatności systemu obiektów podziemnych do generowania zdarzeń krytycznych,
- model statystyczno-taksonomiczny pozwala na wartościowanie i porównywanie obiektów na powierzchni i pod ziemią ze względu na ich zagrożenie wstrząsami górniczymi,
- model heurystyczno-ekspertowy przy uwzględnieniu jednoznacznie sprecyzowanych i matematycznie sformalizowanych procedur daje możliwość spożyt-

kowania informacji jakościowych, których podstawowe źródło stanowi wiedza fachowa i doświadczenie górnicze.

3. Systemowo-informacyjna procedura diagnostyczna stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi ma charakter iteracyjny, przybliżający ostateczne rozwiązanie przez wielokrotne powtarzanie czynności poznawczych, a zwłaszcza takich, jak: sformułowanie problemu, zbieranie danych, rozpatrzenie alternatyw, budowa modelu, analiza wrażliwości, krytyczna analiza przyjętych założeń, wybór nowych celów, zebranie dodatkowych danych itd. Jest więc procesem ciągłym, także i z tego powodu, że analiza systemowa nie prowadzi do rozwiązań jednoznacznie idealnych.

B. Wnioski dotyczące możliwości wykorzystania rezultatów badań w praktyce górniczej

1. Przedstawione modele oceny stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi mają formę użytkową, uwzględniającą warunki ruchowe kopalń oraz wymagania projektowania informatycznego. Ogniwo integrujące stanowi system informatyczny diagnozy i kontroli stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi w kopalni. Obejmuje on podsystem rejestracji i przygotowania danych pierwotnych, podsystem przetwarzania danych pierwotnych w dane diagnostyczne, podsystem przetwarzania danych diagnostycznych w dane prognostyczne oraz podsystem wykorzystania i aktualizacji danych prognostycznych.

2. Przydatność praktyczna modeli polega na tym, że mogą one służyć bezpośrednio do oceny zagrożenia wstrząsami górniczymi. Opracowane algorytmy i programy użytkowe umożliwiają:

- ocenę przygotowania obiektu podziemnego do wystąpienia w nim niebezpiecznych wstrząsów, a w rezultacie uzyskanie dobowych prognoz stanu zagrożenia dla konkretnych obiektów kopalni (model stochastyczno-markowski),
- ocenę ryzyka (prawdopodobieństwa) wystąpienia w obiektach podziemnych skutków niebezpiecznych zjawisk opierając się na subiektywnym potencjale informacyjnym załogi kopalni (model dedukcyjno-ekspertowy),
- wartościowanie i klasyfikowanie obiektów na dole i na powierzchni ze względu na zagrożenie wstrząsami górniczymi (model stochastyczno-taksonomiczny),

3. Bezpośrednimi użytkownikami opracowanych modeli, a także uzyskanych wyników mogą być:

- w zakresie kontrolno-profilaktycznym - kierownictwa kopalń i wyspecjalizowane służby (działy ds. tąpań, działy bhp), a także komórki organizacyjne Urzędów Górniczych,
- w zakresie ochrony powierzchni - władze terenowych organów samorządowych miast i gmin, na terenach których występują silne wstrząsy górnicze; dotyczy to również właściwych Okręgowych Urzędów Górniczych,

- w zakresie informatyki - branżowy system informatyczny, w zakresie wykorzystania, aktualizowania danych i rozwijania zaproponowanego diagnostycznego systemu informacyjnego,
- w zakresie uniwersalnym - placówki naukowo-badawcze zajmujące się problematyką zagrożeń górniczych.

LITERATURA

[1] AJZERMAN M.A., BRAWERMAN E.M., ROZONOER L.I.: Rozpoznawanie obrazów. Metoda funkcji potencjalnych. WNT. Warszawa 1976.

[2] ANTOSZKIEWICZ J.: Metody heurystyczne. PWE, Warszawa 1982.

[3] BAGRINOWSKI K.: Modele i metody cybernetyki ekonomicznej. PWN, Warszawa 1976.

[4] BARAŃSKI A. i wsp.: System rejonowej obserwacji sejsmoakustycznej zagrożenia tąpaniami. Przegląd Górniczy nr 5, 1986.

[5] BARENBLATT G.I.: Żurnal Prikł. Mech. i Techničeskoj Fizyki, nr 4, 1961.

[6] BARLOW R.E., HUNTER L.C., PORSCHAN F.: Optimum Checking procedures. J. Soc. Industr. Appl. Math. v. 11, no 4, s. 1078-1095, 1963.

[7] BARNARD C.: The Functions of Executive. Cambridge, Mass., 1968.

[8] BECK M.B.: Model structure identification from experimental data IIASA., Laxenburg, Austria RR-80-4, 1980.

[9] BELLMAN R.: Adaptacyjne procesy sterowania. BMJ, Warszawa 1965.

[10] BENDAT J.S., PIERSOL A.G.: Izmierienie i analiz słuczajnych processow. Izd. Mir. Moskwa 1974.

[11] BENEŠ J.: Teoria systemów. PWN, Warszawa 1979.

[12] BENJAMIN J.R., CORNELL C.A.: Rachunek prawdopodobieństwa, statystyka matematyczna i teoria decyzji dla inżynierów. WNT, Warszawa 1977.

[13] BILIŃSKI A.: Tąpania w świetle mechaniki górotworu odprężonego. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo, z. 2 1985.

[14] BILIŃSKI A.: Metoda określenia stanu zagrożenia tąpaniami stropowymi w świetle rozeznania warunków naturalnych i górniczych. Wyd. GIG, Katowice 1980.

[15] BLAKE W., LEIGHTON F., DUVALL W.J.: Microseismic techniques for monitoring the behavior of rock structures. Bur. Mines, Bull, nr 665, 1974.

[16] BOBROWSKI D.: Modele i metody matematyczne teorii niezawodności. WNT, Warszawa 1985.

[17] BOBROWSKI D.: Probabilistyka w zastosowaniach technicznych. WNT, Warszawa 1980.

[18] BOJARSKI W.W.: Podstawy analizy i inżynierii systemów. PWN, Warszawa 1984.

[19] BOJARSKI W.W.: Przykładowe zastosowania analizy inżynierii systemów. PWN, Warszawa 1984.

[20] BOŁGOZIN SZ.A., WOROBJEW B.M., CHARJENOW R.S.: Prognozirowanie raboty ugolnych priedprijatiej. Nauka, Ałma-Ata 1984.

[21] BORECKI M., CHUDEK M.: Mechanika górotworu. Wyd. "Śląsk", Katowice 1972.

[22] BORECKI M., BILIŃSKI A.: Wpływ prędkości wybierania na wielkość zaciskania wyrobisk w ścianach zawałowych. Prace Komisji Nauk Technicznych, 1965.

[23] BORGOŃ J.: Metody analizy niezawodności bezpieczeństwa statku powietrznego w czasie projektowania prób i badań. Instytut Techniczny Wojsk Lotniczych. Sympozjum "Niezawodność Bezpieczeństwa". Warszawa-Kiekrz 1986.

[24] BOX G.E.P., JENKINS G.M.: Analiza szeregów czasowych. Prognozowanie i sterowanie. PWN, Warszawa 1983.

[25] BRADY B.T.: Seismic Precursors Before Rock Failures in Mine. Nature, vol. 252, 1974.

[26] BRADY B.T.: Tilt Precursors in Rock Before Failure Bur. of Mines, Rep. Invest., 8101, 1975.

[27] BRANDOWSKI A.: Analiza ryzyka w eksploatacji systemów technicznych. Instytut Techniczny Wojsk Lotniczych. Warszawa-Kiekrz 1988.

[28] BROŽ M.: Nektere poznatky o pouziti seismoakusticke metody prosledowani vlivu trhacich praci ze zamerenim na moznosti aplikace otrasne strelby. Acta Montana, Praha, 1979.

[29] BROCKHAUS W.L., MICKELSEN J.F.: An analysis of prior Delphi applications and some observations in its future applicability. Technol. Forecostnad Soc. Change 197 vol 10, N 1.

[30] BRZEZIŃSKI J., STACHOWSKI R.: Zastosowanie analizy wariancji w eksperymentalnych badaniach psychologicznych. PWN, Warszawa 1984.

[31] BURSKI J.: Metoda grupowania zmiennych losowych wielowymiarowych. Przegląd Statystyczny nr 3, 1972.

[32] BURSKI J.: Metoda klasyfikacji zbiorów. Przegląd Statystyczny nr 2, 1974.

[33] BUSLENKO N.P. i in.: Teoria systemów złożonych. PWN, Warszawa 1979.

[34] CHAN S.M.: Final report on a case study of in situ rock deformation behavior for the design of ground support system. Moscow 1972.

[35] CHAJTMAN S.: Metodyczne podstawy identyfikacji i projektowania systemów informacyjnych. Cz. I. Informatyka nr 10, 1977.

[36] CHAJTMAN S.: Systemy i procesy informacyjne. PWE, Warszawa 1986.

[37] COX D.R., MINKLEY D.V.: Theoretical Statistics, Chapman and Hall. London 1974.

[38] CHOLEWA W., PEDRYCZ W.: Systemy doradcze. Wyd. Pol. Śl., Gliwice 1985.

[39] CIGANIK M.: Systemy informacyjne. PWE, Warszawa 1974.

[40] CHUDEK M., MOROZ M.: Wytrzymałość skał karbońskich w trójosiowym stanie naprężeń. Archiwum Górnictwa, t. XVI, z. 3, 1971.

[41] CHUDEK M.: Zachowanie się skał nad wyrobiskiem ścianowym w świetle badań modelowych. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo, 1968.

[42] CZERWIŃSKI Z.: Matematyka na usługach ekonomii. PWN, Warszawa 1984.

[43] CZERWIŃSKI Z., GUZIK B.: Prognozowanie ekonometryczne. PWE, Warszawa 1980.

[44] CZUEW J.V., MICHAJLOW J.B., KUZMIN V.J.: Prognozirowanie kolicze-stwiennych charakteristic processow. Izd. Sowietskoje Radio, Moskwa 1975.

[45] DE LARMINAT P., YVES T.: Automatyka - układy liniowe. T. 2. Identyfikacja. WNT, Warszawa 1983.

[46] DEJA-WĄSIK A.: Analiza dynamiki wskaźników wypadkowości. Wiadomości Statystyczne. Warszawa nr 5 1986.

[47] DENKHAUS H.G.: Statistical analysis and rockbursts. Materiały na III Sesję Międzynarodową Biura Mechaniki Górotworu. Wrocław 1974, Cuprum.

[48] DENKHAUS H.G.: Klasyfikacja górotworu jako środek przewidywania stateczności ociosów i stropów. Przegląd Górniczy nr 1 1974.

[49] DRZĘŹGLA B., MENDECKI A.: Nowe metody poziomej lokalizacji ognisk wstrząsów górotworu. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., nr 558, Gliwice 1976.

[50] DUBIŃSKI J., KONOPKO W.: Zasięg wpływów resztek i krawędzi. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo, z. 145, Gliwice 1988.

[51] DUBIŃSKI J., WIERZCHOWSKA Z.: Metody obliczania energii wstrząsów górotworu na Górnym Śląsku. Komunikat GIG nr 591, Katowice 1973.

[52] DUBIŃSKI J.: Metody geofizyki górniczej stosowane w kopalniach węgla kamiennego w RFN. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie. Kwartalnik nr 3 1986. Wyższy Urząd Górniczy Katowice.

[53] DUBIŃSKI J.: Sejsmiczna metoda wyprzedzającej oceny zagrożenia wstrząsami górniczymi w kopalniach węgla kamiennego. Komunikat GIG. Seria dodatkowa. Katowice 1989.

[54] DWORECKI S.: Metoda oceny stanu zdatności obiektu. Postępy Cybernetyki, nr 4 1986.

[55] DYMEK F.: Stan naprężeń i przemieszczenia w górotworze nad wybranym pokładem w świetle liniowej teorii sprężystości. Archiwum Górnictwa, t. VI, 1961.

[56] DYMEK F.: Stan naprężenia i przemieszczenia wokół poziomego eksploatowanego wyrobiska górniczego. Archiwum Górnictwa, t. XVIII, z. 4, 1973.

[57] FAJKLEWICZ Z.: Dylatacyjny model wstrząsów górniczych w świetle wyników ich prognozowania metodą mikrograwimetryczną. Publ. Inst. Geoph. Po. Ac. Sc., t M-6 (176), PWN, Warszawa-Łódź 1985.

[58] FAJKLEWICZ Z.: Pierwsze próby prognozowania tąpań metodą grawimetryczną. Przegląd Górniczy 10, 1981.

[59] Feller W.: An Introduction to Probability Theory and its Applications. T. I i II, New York 1970.

[60] FILCEK H.: Zjawisko zawałów w świetle mechaniki górotworu. Prace Państwowej Rady Górnictwa 1969, (materiały konferencyjne).

[61] FILCEK H., WALASZCZYK J.: Numeryczne prognozowanie naprężeń i przemieszczeń w górotworze. Zeszyty Naukowe AGH, z. 36, Kraków 1972.

[62] FILCEK H., KŁECZEK Z., ZORYCHTA A.: Poglądy i rozwiązania dotyczące tąpań w kopalniach węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo, z. 123 1984.

[63] FLAKIEWICZ W.: Systemy informacyjne przedsiębiorstw i instytucji. PWE, Warszawa 1987.

[64] FRANASIK K., SZWEDA Z.: Zwalczanie zagrożeń udarami dynamicznymi w głębionych kopalniach rud i miedzi. Przegląd Górniczy nr 1, 1974.

[65] FISHBURN P.C.: Utility theory for decision making. New York-Wiley 1970.

[66] GACKOWSKI Z.: Informatyka w zarządzaniu przedsiębiorstwem przemysłowym. WNT, Warszawa 1974.

[67] GALANC T., MIKUŚ J.: Prognozowanie stanów obiektów niezdeterminowanych. Przegląd Statystyczny. PWN, z. 12, 1984.

[68] GAUSSENS J.: Problemy decyzji w badaniach i pracach rozwojowych, WNT, Warszawa 1975.

[69] GIBOWICZ S.J.: Rozkład przestrzenny i zmiany czasowe powtarzalności wstrząsów w kopalni węgla kamiennego "Szombierki" na Górnym Śląsku. Acta Montana. Wyd. Horn. Ust. CSAV, t. 50, Praha 1979.

[70] GIGH JOHN P. VAN.: Applied General Systems Theory. Second Edition Harper, Now Publishers New York, Hargerstown, San Francisko 1979.

[71] GIL H.: Próba teoretycznego ujęcia procesu rozwarstwienia górotworu. Archiwum Górnictwa, t. XVI, z. 2, 1971.

[72] GIL H., DRZEŹLA B.: Metody oceny skłonności do tąpań. Przegląd Górniczy nr 12, 1973.

[73] GLANSDORFF P., PRIOGOGINE I.: Thermodynamic Theory of Structure. Stability and Fluctuations. London. New York 1970.

[74] GÓRALSKI A.: Algorytmy i programy statystyki kwalitatywnej. WNT, Warszawa 1979.

[75] GOLECKI J., JÓŹKIEWICZ S., ROPSKI S.: Wpływ wybierania pokładu na stan przemieszczania skał stropowych. Przegląd Górniczy, nr 7-8, 1968.

[76] GOSZCZ A.: Tąpania stropowe i kierunki ich zwalczania. Prace Głównego Instytutu Górnictwa. Maszynopis powielany. Katowice 1989.

[77] GOSZCZ A.: Wybrane problemy geofizyki i geodynamiki w górnictwie podziemnym. Przegląd Górniczy, nr 3, 1989.

[78] GUSTEK M., KOCIELA W.: Charakterystyka zagrożenia tąpaniami w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Zeszyty Naukowe AGH, z. 2 1986.

[79] GUSTKIEWICZ J., SKUDRZYK Z.: Aktywność akustyczna jako wskaźnik kolejnych faz procesu kruchego pękania skał poddanych jednoosiowemu ściskaniu. Publ. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sc. t M-6 (176), PWN, Warszawa-Łódź 1985.

[80] GOŚCIŃSKI J.: Elementy cybernetyki w zarządzaniu. PWN, Warszawa 1978.

[81] HAKEN H.: Synergetics. An Introduction. Berlin, New York 1977.

[82] HAVILAND R.P.: Niezawodność urządzeń technicznych. PWN, Warszawa 1968.

[83] HEILPERN S.: Wybrane zagadnienia teorii zbiorów rozmytych. Matematyka stosowana. Rocznik XVI. Polskie Towarzystwo Matematyczne. Wyd. PWN, Warszawa 1980.

[84] HELLWIG Z.: Przechodniość relacji skorelowania zmiennych losowych i płynące stąd wnioski ekonometryczne. Przegląd Statystyczny 1, 1976.

[85] HELLWIG Z.: Zastosowanie metody taksonomicznej do typologicznego podziału krajów ze względu na poziom ich rozwoju oraz zasoby i strukturę wykwalifikowanych kadr. Przegląd Statystyczny nr 4, 1968.

[86] HELMAR O.: Korzystanie z ocen ekspertów. Rozdz. 6 [w:] Analiza systemowa - podstawy i metodologia. Praca zbiorowa pod red. W. Findeisena. PWN, Warszawa 1985.

[87] HŁADYSZ Z.: Reologiczne kryterium skłonności węgla do tąpań. Przegląd Górniczy nr 2, 1979.

[88] HORDEJUK J.: Próba oceny głębokości ognisk wstrząsów górniczych na podstawie analizy spektralnej fali P - składowej poziomej i pionowej. Mat. na Sympozjum PAN, Kraków 1972. Wyd. GIG, t. 1, 1972.

[89] Instrukcje oceny stanu zagrożenia tąpaniami wyrobisk górniczych metodą wiercenia otworów małośrednicowych. MGiE, Katowice 1984.

[90] ISAACSIB E.: Rock pressure in mine. Gosportiechizdat, Moskwa 1961.

[91] IWACHNIENKO A.G.: Cybernetyka techniczna, BNJ, Warszawa 1962.

[92] JAŹWIŃSKI J., WAŻYŃSKA-FIOK K.: Problemy bezpieczeństwa systemów. Materiały III Szkoły Inżynierii Systemów. Kiekrz 1987.

[93] JAIN R.: Decision making in the presence of fussy variables. IEEE Trans. Syst. Man and Cybern., vol. SMC-6, 1976.

[94] JAEGOR T.A.: Rozważania na temat zagadnień bezpieczeństwa i nowoczesnej techniki. Zagadnienia naukoznawstwa, z.3, 39, 1974.

[95] KARCHIN G.I.: Teraźniejszość i przyszłość. PWN, Warszawa 1973.

[96] KAŹMIERCZAK M.: Problematyka zagrożenia zjawiskami dynamicznymi w kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego. Cz. I Rudy i metale nieżelazne nr 12 1986, Cz. II Rudy i metale nieżelazne nr 1 1987.

[97] KAŹMIERCZAK M.: Charakter zagrożenia zjawiskami dynamicznymi występującymi w kopalniach. Kwartalnik WUG. Bezpieczeństwo pracy w górnictwie nr 3 1988. Wyższy Urząd Górniczy, Katowice.

[98] KEENEY R.L., RAIFFA H.: Decisions with multiple objectives. New York Wiley, 1976.

[99] KICKERT W.J.M.: Organisation of decision - making - a system - theoretical approach. Amsterdam, North Holland 1980.

[100] KIDYBIŃSKI A.: Podstawy geotechniki kopalnianej. Wyd. "Śląsk", Katowice 1982.

[101] KIDYBIŃSKI A.: Mechaniczne własności skał karbońskich Zagłębia Górnośląskiego. Przegląd Górniczy nr 11, 1969.

[102] KIDYBIŃSKI A., HŁADYSZ Z.: Szybka metoda przybliżonej oceny skłonności pokładów węglowych do tąpań. Przegląd Górniczy nr 3 1978.

[103] KIDYBIŃSKI A.: Metoda prognostycznej oceny jakości stropów wyrobisk ścianowych. Prace GIG-u Komunikat 459, Katowice 1969.

[104] KIDYBIŃSKI A.: Ocena skuteczności i kierunki rozwoju współczesnych metod zapobiegania i zwalczania tąpań. IV Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu. AGH, BZPW, Wisła 1977.

[105] KIJKO A., STANKIEWICZ T., KRÓL M.: Lokalizacja wstrząsów górotworu. Przegląd Górniczy nr 7-8 1986.

[106] KIJKO A., DRZĘŹLA B., MENDECKI A.: Dlaczego rozkłady ekstremalnych zjawisk sejsmicznych w kopalniach mają charakter bimodalny? Acta Montana 1985. 71.

[107] KŁECZEK Z., ZORYCHTA A.: Warunki wywoływania tąpań stropowych przez zjawisko wstrząsów. Zeszyty Naukowe AGH, z. 2, 1986.

[108] KŁECZEK Z., ZORYCHTA A.: Wpływ postępu eksploatacji na potencjalny stopień zagrożenia tąpaniami. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo z. 2, 1985.

[109] KMITA J.: Wykłady z logiki i metodologii nauk. PWN, Warszawa 1977.

[110] KONIECZNY J.: Inżynieria systemów działania. WNT, Warszawa 1983.

[111] KONIECZNY J.: Sterowanie eksploatacją urządzeń. PWN, Warszawa 1975

[112] KONOPKO W.: Stan i przyczyny zagrożenia tąpaniami w kopalniach węgla kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie. Kwartalnik WUG nr 3, 1984.

[113] KORNOWSKI J., SOKOŁOWSKI H., WAŚKO A.: Podstawy rejestracji sygnałów sejsmoakustycznych. Przegląd Górniczy nr 6, 7 i 8, 1986.

[114] KOTARBIŃSKI T.: Traktat o dobrej robocie. Ossolineum, Wrocław 1969.

[115] KOWALSKI R.: Programowanie logiczne i komputery nowej generacji. Informatyka nr 3, 1987.

[116] KOZAK I., RUDAJEW V., SILENY J.: Possible model of rockburst mechanism with implosion componentum. Publ. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sc. t M-6 (176), PWN, Warszawa-Łódź.

[117] KOZDRÓJ M., KOZDRÓJ-WEIGEL M., KRZEMIEŃ St.: Teoretyczne podstawy oceny i klasyfikacji wstrząsów eksploatacyjnych ze względu na ochronę obiektów na powierzchni. Mat. II Ogólnopolskiej Konferencji Nauk Politech. Częstochowskiej, Częstochowa-Ustronie Morskie 1987.

[118] KOZDRÓJ M., KRZEMIEŃ St.: Prognoza zagrożenia wstrząsami terenów górniczych kopalń "Dymitrow", "Szombierki", "Bobrek", "Rozbark", ze szczególnym uwzględnieniem terenu miasta Bytomia. Mat. II Ogólnopolskiej Konferencji Nauk Politech. Częstochowskiej, z. 1. Częstochowa-Ustronie Morskie 1987.

[119] KOZDRÓJ M.: Analiza programu skoordynowanej eksploatacji górniczej w filarze ochronnym śródmieścia Bytomia. Pol. Śl. Wydział Górniczy, Instytut Organizacji i Ekonomiki Górnictwa. Masz. powiel. 1982.

[120] KOZIELECKI J.: Psychologiczna teoria decyzji. PWN, Warszawa 1975.

[121] KRAJEWSKI K.: Zastosowanie metod geofizycznych w kopalniach Bytomsko-Rudzkiego Gwarectwa Węglowego. Zeszyty Naukowe AGH, z. 2 1986.

[122] KRASUCKI F.: Problemy niezawodności oraz bezpieczeństwa elektryfikacji i automatyzacji podziemi kopalń węgla. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo z. 338, Gliwice 1972.

[123] KRAWCZENKO W.J.: Biezopasnost pri uprawlenii gornym dawlenijem w ławach połogich płastow. Niedra, Moskwa 1975.

[124] KRAWIEC A.: Ważniejsze zagadnienia z zakresu profilaktyki i prognozowania tąpań. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie nr 1 1975.

[125] KRAWIEC A., DOMŻAŁ J., SZUMSKI T., SZYGALSKI R.: Zastosowanie systemu "Sylok" z wykorzystaniem geofonów do obserwacji aktywności sejsmicznej górotworu w aspekcie zwalczania tąpań. Wiadomości Górnicze nr 8 1986.

[126] KRZEMIEŃ St.: Metoda systemowo-jakościowa oceny stanu zagrożeniowego zakładu górniczego. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo z. 139, Gliwice 1985.

[127] KRZEMIEŃ St.: Zagrożenia litosferyczne w ujęciu teorii procesów losowych. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo z. 159, 1987.

[128] KRZEMIEŃ St.: Wykorzystanie procesów Markowa do prognozowania stanów niebezpiecznych w wyrobiskach górniczych zagrożonych tąpaniami. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo, 1987. z. 159.

[129] KRZEMIEŃ St.: Określenie szerokości strefy bezpiecznej pomiędzy frontem ścianowym a krawędzią starej eksploatacji z uwzględnieniem wpływu wyrobiska chodnikowego. Praca doktorska, Bibl. Pol. Śl., Gliwice 1977.

[130] KRZEMIEŃ St.: Praktyczny sposób wyznaczania szerokości strefy bezpiecznej pomiędzy frontem ścianowym a chodnikiem znajdującym się w zasięgu oddziaływania starej eksploatacji. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo z. 125, 1984.

[131] KRZEMIEŃ St., KRAUSE G.: Ocena zagrożenia wstrząsami eksploatacyjnymi obiektów powierzchniowych zlokalizowanych na terenach górniczych. Referat w materiałach konferencji nt. "Metody i środki eksploatacji na dużych głębokościach". Instytut Projektowania,Budowy Kopalń i Ochrony Powierzchni, Gliwice 1987.

[132] KRZEMIEŃ St.: Zastosowanie programowania logicznego w procesach oprogramowania zagadnień systemu bezpieczeństwa górniczego na przykładzie zagrożenia tąpaniami. Prace Centralnego Ośrodka Informatyki Górnictwa nr 19, Katowice 1988.

[133] KRZEMIEŃ St.: Zastosowanie procedur formalizacji ocen ekspertów w diagnozowaniu zagrożeń górniczych. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo, z. 189 1990.

[134] KRZEMIEŃ St.: Kwalitatywna diagnostyka zagrożeń górniczych. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo, z. 189 1990.

[135] KUDRYCKA J.: Problemy i metody modelowania ekonometrycznego. PWN, Warszawa 1984.

[136] KULIKOWSKI J.L.: Cybernetyczne układy rozpoznające. PWN, Warszawa 1972.

[137] KUNYSZ N.M., MROZEK K., PAWLAK M.: Zagrożenie tąpaniami w kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego. Zeszyty Naukowe AGH, z. 2 1986.

[138] LASOCKI S.: Predykcja silnych wstrząsów górniczych. Zeszyty Naukowe AGH. Seria Geofizyka stosowana. Zeszyt nr 6, Kraków 1990 r.

[139] LENIEWICZ F.: Teoria zdarzeń a wybrane zagadnienia teorii systemów. Nauka-Technika. Systemy. Ossolineum, Wrocław 1981.

[140] LINDGREN B.W.: Elementy teorii decyzji. WNT, Warszawa 1977.

[141] LIPCER R.Sz., SZIRIAJEW A.N.: Statystyka procesów stochastycznych. PWN, Warszawa 1981.

[142] LIND N.C.: Czas jako miara wartości w ocenie ryzyka. Wyd. PAN. Projektowanie i systemy. T 7 1985.

[143] LIS J., FRELKIEWICZ S., SZECÓWKA Z.: Ocena skłonności skał do tąpań na podstawie badań laboratoryjnych. Inst. Geotechniki Pol. Wrocław, seria 196, Wrocław 1976.

[144] LISOWSKI A.: Zastosowanie uproszczonego modelu do obliczania przemieszczeń górotworu. Archiwum Górnictwa t. XI, z. 1, 1970.

[145] LITWINISZYN J.: Zjawisko tąpań i fale uderzeniowe. Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo, z. 3 1985.

[146] LITWINISZYN J.: The phenomenon of rock burst and reulting shock wawes. "Mining science and technology". Vol. 1 No 4 oraz Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo, z. 3, Kraków 1985.

[147] LITWINISZYN J.: Wpływ czasu na stan odkształcenia i naprężenia górotworu. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa, t. III, z. 4, 1955.

[148] LITWINISZYN J.: Przemieszczenia górotworu w świetle teorii prawdopodobieństwa. Archiwum Górnictwa, 1959.

[149] LITWINISZYN J.: Zastosowanie równań procesów stochastycznych do mechaniki górotworu. Archiwum Górnictwa, t. I, z. 3, 1956.

[150] LUSS H.: An inspection policy model for production facilities. Management Science, v. 29 No 9, s. 1102-1109, 1983.

[151] LUSZNIEWICZ A.: Statystyka ogólna. PWE, Warszawa 1980.

[152] LUTYŃSKA K.: Wywiad kwestionariuszowy. Wyd. PAN. Ossolineum, 1984.

[153] ŁUKASZEWICZ R.: Dynamika systemów zarządzania. PWN, Warszawa 1975.

[154] MALINOWSKIJ Ł.G.: Klassifikacija obiektow sriedstwami diskrominanznogo analiza. Nauka, Moskwa 1979.

[155] MARCAK H.: Statystyczne modele interpretacji wyników pomiarów geofizycznych z kopalni dla prognozowania stanu zagrożenia tąpaniami. Archiwum Górnictwa, t. XXII, z. 1, PAN, Warszawa-Kraków 1977.

[156] MARCAK H., LASOCKI S., GERLACH Z., WYROBEK E.: Ocena zagrożenia tąpaniami na podstawie komputerowego przetwarzania wyników obserwacji sejsmologicznych w KWK "Katowice". Zesz. Nauk. AGH s. Górnictwo. Z. 142/1983.

[157] MARTIGAN J.A.: Clustering Algorythms. John Wiley. New York 1974.

[158] MARQUARDT D.W.: An Algorithm for Least Squares Estimation of Non-Linear Parametres. Journal Ind. App. Math. nr 11, 1963.

[159] MAZUR M.: Cybernetyczna teoria układów samodzielnych. Warszawa 1966.

[160] MAZUR T., MAŁEK A.: Zarządzanie eksploatacją systemów technicznych. WNT, Warszawa 1979.

[161] MATUSZEWSKI K.: Próba usprawnienia określenia stanu zagrożenia tąpaniami pokładowymi. Wiadomości Górnicze nr 1, 1984.

[162] MISZALSKI W., WITKOWSKI G.: O metodologii identyfikacji systemów jako obiektów aktywnych. Prakseologia nr 1, Warszawa 1984.

[163] MITCHELL G.M.: Badania operacyjne. WNT, Warszawa 1977.

[164] MOISIEJEW N.N.: Elementy teorii systemów optymalnych. WNT, Warszawa 1983.

[165] MOORE P.G.: Wprowadzenie do badań operacyjnych. WNT, Warszawa 1973.

[166] MRÓZEK A.: Analiza porównawcza modeli wnioskowania ekspertów w oparciu o teorię zbiorów przybliżonych. Podstawy Sterowania, t. XIV, z. 3, PAN, 1984.

[167] MYNARSKI S.: Elementy teorii systemów i cybernetyki. PWN, Warszawa 1981.

[168] NEYMAN B.: Zagadnienie prognozowania tąpań. Przegląd Górniczy nr 10 1968.

[169] NEYMAN B., GRALUŚ Z., SZECÓWKA Z.: Kompleksowa metoda badania stanu zagrożenia tąpaniami wyrobisk górniczych. Prace GIG-u, Komunikat 489, 1970.

[170] NIEDZIELSKA E.: Projektowanie systemów informatycznych. WUAE, Wrocław 1975.

[171] NIEDZIELSKA E.: Technologia konwersacyjnego przetwarzania danych. PWE, Warszawa 1987.

[172] NOWAK S.: Metodologia badań społecznych. PWN, Warszawa 1985.

[173] NOWAKOWSKI A.: Mikrokomputery biurowe. PWE, Warszawa 1988.

[174] NOWICKI A.: Modernizacja systemu informacyjnego w przedsiębiorstwie przemysłowym. PWE, Warszawa 1979.

[175] OSTASIEWICZ W.: O zbiorach rozmytych. Matematyka Stosowana. Rocznik XVI. Polskie Towarzystwo Matematyczne. Wyd. PWN, Warszawa 1980.

[176] OSTROWSKA T.: Modelowanie logiczne z diagnostyką systemów organizacyjno-technicznych. Wyd. PAN. Projektowanie i systemy, t. VII, 1985.

[177] OTMIANOWSKI T., MARCINIAK W.: Modelowanie i analiza struktur niezawodnościowych złożonych obiektów technicznych metodą analizy drzewa zdarzeń. Materiały sympozjalne. Jaszowiec, luty 1972.

[178] OWCZARZ W.: Zastosowanie klasyfikacji w geofizyce górniczej. Praca doktorska AGH, Kraków 1979.

[179] PARYSIEWICZ W.: Tąpania w kopalniach. Wyd. "Śląsk", Katowice 1967. Wyd. II.

[180] PIASECKI Z.: Analiza czynnikowa metodą Hotellinga. Wyd. PWN, Warszawa 1969.

[181] PIĄTEK M.: Niektóre problemy zwalczania zagrożenia tąpaniami w kopalniach węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe AGH, z. 2 1986.

[182] PIETUCHOW I.M.: Opracowanie i wdrożenie zespołu środków walki z tąpaniami w kopalniach ZSRR. Problemy Geodynamiki i Tąpań, t. II. 262, Komunikat Górnictwa PAN, Kraków 1972.

[183] PIETUCHOW I.M.: Gornyje udary na ugolnych szachtach. Moskwa 1972.

[184] PISAREK P., BARANOWSKI Z., SMOCZOK P., MICKANIEWSKI Z.: Praktyczne wykorzystanie metod geofizycznych przy eksploatacji ściany z zawałem stropu pod niewybraną wyspę pokładu wyżej zalegającego. Wiadomości Górnicze nr 2-3 1986.

[185] PIWOWARSKI M.: Grupowa realizacja dostępów do zbiorów danych o organizacji drzewnej. Podstawy Sterowania, t. XIV, z. 2, PAN, 1984.

[186] PLUTA W.: Zastosowanie metod taksonomicznych i analizy czynnikowej do konstruowania syntetycznych wskaźników techniczno-ekonomicznych. Przegląd Statystyczny 2, 1975.

[187] PLUCIŃSKI E., PLUCIŃSKA A.: Elementy probabilistyki. PWN, Warszawa 1981.

[188] POLAŃSKI Z.: Współczesne metody badań doświadczalnych. Wiedza Powszechna. Warszawa 334 1978.

[189] POTOCKI Cz.A.: Diagnostyka procesów produkcji górniczej. Skrypt Pol. Śl. nr 815, Gliwice 1979.

[190] PRACA ZBIOROWA: Analiza dokonanej i projektowanej eksploatacji pokładów węgla w filarze ochronnym śródmieścia miasta Bytomia. Opracowanie wykonane pod kierunkiem J. Kwiatka. GIG, Katowice 1982.

[191] PRACA ZBIOROWA: Analiza systemowa - podstawy i metodologia. Praca zbiorowa pod red. W. Findejsena. PWN, Warszawa 1985.

[192] PRACA ZBIOROWA: Badania systemów eksploatacyjnych. Praca zbiorowa pod red. W. Michajłowa i współ. Wszechnica PAN, Ossolineum 1984.

[193] PRACA ZBIOROWA: Badanie zmian stanu zagrożenia tąpaniami z uwzględnieniem ich losowo-zmiennej struktury w zastosowaniu do lokalnego modelu obiektu zagrożonego. Instytut Organizacji i Ekonomiki Górnictwa Pol. Śl. Problem Resortowy J.03. Zadanie 1, Gliwice 1986.

[194] PRACA ZBIOROWA: Elementy ekonometrii i programowania matematycznego. Opracowanie pod red. W. Sadowskiego. PWN, Warszawa 1980.

[195] PRACA ZBIOROWA: Elementy rachunku ekonomicznego. Opracowanie pod red. Z. Hellwiga. PWE, Wyd. II, Warszawa 1978.

[196] PRACA ZBIOROWA: Informatyka, sterowanie i zarządzanie w elektroenergetyce. Opracowanie pod red. J. Kożuchowskiego. PWN, Warszawa 1979.

[197] PRACA ZBIOROWA: Karty katalogowe tąpań w PW. GIG.

[198] PRACA ZBIOROWA: Mały słownik cybernetyczny. Opracowanie pod red. M. Kempisty. Wiedza Powszechna, Warszawa 1973.

[199] PRACA ZBIOROWA: Metody ekonometryczne-przykłady i zadania. Opracowanie pod red. St. Bartosiewicza. PWE, Warszawa 1980.

[200] PRACA ZBIOROWA: Nowe techniki organizatorskie. Opracowanie pod red. M. Stępowskiego. PWE, Warszawa 1977.

[201] PRACA ZBIOROWA: Opracowanie probabilistycznej metody oceny zagrożenia tąpaniami w pokładzie węgla i wstrząsami na powierzchni. Instytut Organizacji i Ekonomiki Górnictwa Pol. Śl., cz. 1, 2, 3, Gliwice 1985.

[202] PRACA ZBIOROWA: Opracowanie systemowej metody oceny zagrożenia tąpaniami wyodrębnionych obiektów i ich otoczenia. Instytut Organizacji i Ekonomiki Górnictwa Pol. Śl. Problem Resortowy J.03. Zadanie 2, Gliwice 1987.

[203] PRACA ZBIOROWA: Opracowanie identyfikacji i algorytmizacji funkcjonowania diagnozowanych obiektów z uwzględnieniem zmian stanu zagrożenia tąpaniami. Instytut Organizacji i Ekonomiki Górnictwa Pol. Śl. Problem Resortowy J.03. Zadanie 3.

[204] PRACA ZBIOROWA: Opracowanie założeń wstępnych dla komputerowego modelu prognozy stanu zagrożenia tąpaniami w diagnozowanych obiektach kopalni. Instytut Organizacji i Ekonomiki Górnictwa Pol. Śl. Problem Resortowy J.03. Zadanie 4.

[205] PRACA ZBIOROWA: Problemy metodologii prognozowania. Opracowanie pod red. A. Sicińskiego i J. Gzuli. KiW, Warszawa 1976.

[206] PRACA ZBIOROWA: Zagrożenia naturalne w kopalniach. Opracowanie pod red. B. Firganka i F. Klebanowa. Wyd. "Śląsk", Katowice 1983.

[207] PSZCZOŁOWSKI T.: Teoria zdarzeń na potrzeby teorii osobowości. Wyd. PAN, Prakseologia nr 3-4 1984.

[208] PRIOGOGINE I.: Stengers, Order out of Chaos. London 1985.

[209] ROSENBLATT M.: Procesy stochastyczne. PWN, Warszawa 1967.

[210] RYNCARZ T.: O systematycznej klasyfikacji zagrożeń występujących w górnictwie podziemnym. Kwartalnik AGH, Górnictwo, z. 3, Kraków 1983.

[211] SAGA A.P., MELISA J.L.: System identyfication. Academic Press, New York 1971.

[212] SADOWSKI W.: Decyzje i prognozy. PWN, Warszawa 1977.

[213] SADOWSKI W.: Teoria podejmowania decyzji. PWN, Warszawa 1986.

[214] SADOWSKI W.N.: Osnowanija obszczej tieorii sistiem. Niedra, Moskwa 1974.

[215] SADOWSKI W.N.: Podstawy ogólnej teorii systemów. PWN, Warszawa 1978.

[216] SANTY T.L.: Analytic Hierarchy Process. Planning, Prioritety, Setting, Resource Allocation, Mc Grav Hill. Inc. 1980.

[217] SAWYER W.W.: W poszukiwaniu modelu matematycznego. Wiedza Powszechna, Warszawa 252 1975.

[218] SELVIDGE J.: A Three - Step Procedure for Assigning Probabilities to Rate Events. W: Utility, Probability and Human Decsion Making. D. Wendf and C. Vlek eds. Dordrecht, Holland. Reidel 1975.

[219] SELVIDGE J.: Assigning Probabilities to Rate Events. Harvard University. DBA dissertation 1972.

[220] SEIDLER G.: Nauka o informacji. WNT, Warszawa 1983.

[221] SOCHA M.: Procesy odnowy obiektów technicznych. WNT, Warszawa 1979.

[222] SIKORA W., PERKOWSKI W.: Metody badania zagrożenia zawałami wyrobisk górniczych. Przegląd Górniczy nr 25, 1969.

[223] SIMANOWICZ A.M., SRJEBRYJ M.A.: Ochrana wyrabotok na głubokich gorizontach. Niedra, Moskwa 1976.

[224] SILVEY S.D.: Wnioskowanie statystyczne. PWN, Warszawa 1978.

[225] SWIESZNIKOW A.A: Podstawowe metody funkcji losowych. BNJ, Warsza- 1965.

[226] SKUDRZYK F.: Metody oceny skłonności złoża do tąpań. IV Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu. Wisła 1977.

[227] SMOLARSKI A.: Wpływ struktury ośrodka na postać równania stochastycznego. Archiwum Górnictwa, t. I, z. 3, 1960.

[228] STANISZEWSKI R.: Cybernetyka systemów projektowania. Ossolineum, Wrocław 1980.

[229] STECKO R.: Wpływ czynników górniczo-technicznych na powstawanie wypadków spowodowanych obrywaniem się skał w kopalniach węgla. Praca doktorska, AGH, Kraków 1968.

[230] STOKALSKI A.: Zastosowanie teorii struktur operacyjnych w inżynierii procesów. Postępy Cybernetyki 3-4 1982.

[231] STRZEŚNIEWSKI S.H.: Bezpośrednie systemy informacyjne. PWE, Warszawa 1983.

[232] SZECÓWKA Z., DOMŻAŁ J., OŻANA P.: Wskaźnik energetyczny skłonności naturalnej węgla do tąpań. Prace GIG, Komunikat nr 594.

[233] SZEFER G.: Stan naprężenia i odkształcenia w sąsiedztwie wyrobiska eksploatacyjnego jako osiowo-symetryczny problem teorii sprężystości. Prace Komisji Nauk Technicznych, Górnictwo nr 1, 1965.

[234] SZCZERBIŃSKI J., BARAŃSKI A., DUBIŃSKI J.: Ocena stanu wyposażenia kopalni węgla kamiennego w aparaturę geofizyczną do prognozy stanu zagrożenia tąpaniami. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie. Kwartalnik WUG nr 3, Wyższy Urząd Górniczy, Katowice 1987.

[235] SZCZERBICKI E., PALASIK L.: Formalizacja składników wiedzy decydenta jako jeden z etapów modelowania grupy. Postępy Cybernetyki nr 4, 1983.

[236] SZCZUROWSKI A.: Stan badań w zakresie prognozowania i zwalczania tąpań. Przegląd Górniczy nr 9, 1978.

[237] SZCZUROWSKI A.: Wprowadzenie do teorii powstawania wypadków. PAN, Katowice 1983.

[238] SZKLARSKI L., KOZIOŁ R.: Systemy sterowania procesem technologicznym w górnictwie. PWN, Warszawa-Kraków 1980.

[239] SZUŚCIK W.: Tąpania pokładowe w świetle hipotezy obszaru występowania zjawiska tąpania. Prace Nauk. Inst. Geotechniki Pol. Wrocławskiej, seria Konferencje. Z. 31. Wrocław 1980.

[240] SZUŚCIK W.: Tąpania eksplozyjne pokładów węglowych, zjawisko, rozeznanie zagrożenia, przeciwdziałanie. Referat na XVI Jugosłowiańsko-Polskie Sympozjum Nauk. Jugosławia - Żernica 1987.

[241] SZUŚCIK W.: The Counteraction the Explosive Burts in coal seams. Materiały Konferencji Coal Commutee Economic Commission for Europe United Nations. Ostrawa 1-6.X.1989.

[242] SZUŚCIK W., ZASTAWNY E.: Możliwości wystąpienia tąpnięcia w pokładzie. Prace PAN. Z. 7. Katowice 1983.

[243] TREMBECKI A.: Metody identyfikacji zagrożenia procesu górniczego z podaniem środków profilaktyki zabezpieczającej niezawodny przebieg tego procesu. Komisji Górnicza PAN. Seminarium. Komunikat nr 3 - grudzień 1983.

[244] The Delphi method: Techniques and applications. Adelson-Wesley, Reading, Mass., 1975.

[245] WALASZCZYK J., PILECKA E.: Statystyczne określanie wpływu warunków naturalnych na energię tąpnięć. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Górnictwo, z. 145, Gliwice 1987.

[246] WANIOR J.: Metoda geodezyjny prognozowania wstrząsów lub tąpnięć górniczych oraz celowość i skuteczność stosowania profilaktyki przeciw ich wystąpieniu. Wiadomości Górnicze nr 6 1983.

[247] WALSH J.B. Energy changes due to mising. Inst. J. Rock Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr. 14/1977.

[248] WATERMAN D.A.: A Guide to Experts Systems. Addison-Wesley 1986.

[249] WENDT D.: Utulity and Risk. Acta Psychologica. T. 34, 1970 cyt. za "Analiza systemowa podstawy i metodologia. Praca zbiorowa pod red. W. Findajsena. PWN, Warszawa 1985.

[250] WENTZELL A.D.: Wykłady z teorii procesów stochastycznych. Wyd. PWN, Warszawa 1980.

[251] WIERZCHOWSKA Z.: Kierunki stosowania i rozwoju metod mikrosejsmologicznych w polskim górnictwie węglowym. Praha 1975, Acta Montana, HOU-CSAV, nr 32.

[252] WIERZCHOWSKA Z.: Zastosowanie metod sejsmologii górniczej do kontroli stanu zagrożenia tąpaniami w kopalniach. Kwartalnik WUG. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie nr 2, Wyższy Urząd Górniczy, Katowice 1989.

[253] WIERZCHOWSKA Z.: Zastosowanie pomiarów fal sejsmicznych do badania względnych zmian wartości ciśnienia górotworu. Przegląd Górniczy nr 10,1968.

[254] WIERZCHOWSKA Z.: Rozwój i modernizacja badań mikrosejsmologicznych w GZW. Materiały PAN, nr 67, 1972.

[255] Wytyczne bezpiecznego prowadzenia eksploatacji w pokładach zagrożonych tąpaniami. Załącznik do zarządzenia Ministra Górnictwa z dnia 12 marca 1981.

[256] ZEIGLER B.P.: Teoria modelowania i symulacji. PWN, Warszawa 1984.

[257] ZIEMSKI St.: Problemy dobrej diagnozy. Wiedza Powszechna, Warszawa 1973.

[258] ZNAŃSKI J.: Tąpania w świetle mechaniki górotworu. Przegląd Górniczy nr 10, 1968.

[259] ZUBEREK W.: Analiza przebiegu aktywności sejsmoakustycznej w przypadku tąpnięcia spowodowanego strzelaniem. Komunikat GIG nr 533, Katowice 1971.

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

[...]

ZAŁĄCZNIK 1

PROGRAM KOMPUTEROWY I PRZYKŁAD OBLICZENIOWY PROGNOZY
"METODA EKSPERTÓW"

```
REM PROGRAM EXPERT
CLS: DEFINT I-N
MJ=10:N=9:SP=0
DIM C(MJ,N),S(N),XM(N),P(N),KOL(N)
FOR I=1 TO MJ
FOR J=1 TO N
READ C(I,J)
NEXT J,I
FOR J=1 TO N
SS=0
FOR I=1 TO MJ: SS=SS+C(I,J): NEXT I
S(J)=SS: XM(J)=SS/MJ: P(J)=(SS-MJ)/(40*MJ): SP=SP+P(J)
NEXT J
EPS=SP/N
?,"METODA EKSPERTOW"
?,,"REJONY DODZIALOW KWK PSTROWSKI"
?"EKSPERT";"     KG-3  KG-3  KG-5  KG-6  KG-7  KG-8  KG-9  KG-10  KG-12"
?,"6 20  6 21": ?
FOR I=1 TO MJ: ?I,
FOR J=1 TO N: ? C(I,J);"  ";: NEXT J: ?
NEXT I: ?
?"SUMA C(I,J)",
FOR J=1 TO N: ? S(J);"  ";: NEXT J: ?
?"M(J)",
FOR J=1 TO N: ?USING"##.#";XM(J);: ?"  ";: NEXT J: ?
?"PJ(Z/A)",
FOR J=1 TO N: ?USING"##.###";P(J);: NEXT J
FOR I=1 TO N: KOL(I)=1
FOR J=1 TO N
IF P(I)<P(J) THEN KOL(I)=KOL(I)+1
NEXT J,I
?: ?"KOLEJNOSC",
FOR J=1 TO N: ? KOL(J);"   ";: NEXT J: ?
?"EPSILON",;: ?USING"#.######";EPS: ?
?"DLA REJONOW O PRAWDOPODOBIENSTWIE PJ(A/Z) > EPSILON NALEZY PRZEPROWADZIC"
?"PROGNOZOWANIE DIAGNOSTYCZNE METODAMI SEJSMOLOGICZNYMI I METODAMI SEJSMIKI"
1: IF INKEY$="" THEN 1
CLS
?:?:?:?:?:,,"REJONY TE MAJA NASTEPUJACE PRAWDOPODOBIENSTWA": ?
FOR I=1 TO
FOR J=1 TO N
IF KOL(J)=I AND P(J)>EPS THEN ?,,I: ?USING"##.###";P(I): GOTO2
NEXT J
2: NEXT I
DATA 2,1,2,2,2,5,2,1,3, 2,1,1,3,4,4,4,1,2, 3,1,1,2,4,5,3,1,3,
DATA 4,1,1,4,3,4,2,2,3, 3,2,1,3,3,3,2,2,2, 2,2,3,2,3,5,2,1,4,
DATA 2,1,1,1,4,5,4,2,4, 4,1,2,4,2,4,3,2,3, 2,1,3,1,4,5,3,1,4,
DATA 2,1,2,3,3,4,2,2,3
```

Eksperci	Obiekty (wyrobiska) oddziału K6-8															
nr.	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	M	O
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1	5	5	4	4	5	4	4	3	3	3	2	3	3	4	4
2	4	4	5	4	5	4	4	3	3	3	2	2	3	3	4
3	4	4	4	4	4	5	4	2	2	3	1	2	2	4	4
4	4	5	5	4	5	4	3	3	3	4	2	2	2	3	3
5	4	5	4	4	4	4	4	3	2	3	1	2	2	2	3
6	3	5	4	5	4	5	4	3	3	2	3	2	2	3	4
7	4	5	4	3	5	5	4	4	3	3	3	3	3	4	3
8	4	4	4	4	5	4	2	3	4	4	2	2	3	3	3
9	4	4	4	3	4	4	3	2	3	4	1	2	2	4	3
10	5	5	3	3	4	4	4	3	3	3	3	2	2	3	4
11	4	5	4	4	5	4	3	3	3	3	1	2	2	2	3
12	3	5	3	4	5	4	3	2	2	2	1	2	2	4	3
13	4	5	3	3	5	5	4	3	3	3	3	2	4	4	4
14	3	5	4	3	4	4	3	4	3	4	3	2	2	3	3
15	4	4	3	4	4	4	4	2	3	3	2	3	2	3	3
16	4	5	3	3	4	4	4	2	4	3	1	2	2	4	4
13	63	75	61	59	72	64	57	49	47	50	31	35	38	53	55

Obiekty (wyrobiska) oddziału K6-8															
	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
Wj	3.94	4.69	3.80	3.69	4.50	4.00	3.56	3.06	2.94	3.13	1.94	2.15	2.38	3.31	3.44
PiZA	.735	.923	.700	.673	.875	.750	.640	.515	.485	.533	.235	.298	.345	.578	.610
Lok. Kol. Dzia-łan	4 .	1	5	6	2	3	7	11	12	10	15	14	13	9	8

Symbol obiektu	Nazwa obiektu (wyrobiska) oddziału K6-8
A	Sciana 238/620
B	Sciana 239/620
C	Chodnik nadscianowy sciany 238
D	Chodnik podscianowy sciany 238
E	Chodnik nadscianowy sciany 239
F	Chodnik podscianowy sciany 239
G	Przekop 21
H	Przekop 20
I	Przekop 4
J	Pochylnia badawcza w pokladzie 620
K	Przekop 56
L	Chodnik 55 w pokladzie 505
M	Pochylnia w pokladzie 504
N	Sciana 414 w pokladzie 504
O	Chodnik nadscianowy sciany 414

METODA EKSPERTOW — REJONY ODDZIALOW KWK PSTROWSKI

EKSPERT	KG-3 & 20	KG-3 G2)	KG-5	KG-6	KG-7	KG-8	KG-9	KG-10	KG-12
1	2	1	2	2	2	5	2	1	3
2	2	1	1	3	4	4	4	1	2
3	3	1	1	4	3	4	2	2	3
4	4	1	1	3	3	3	2	2	2
5	3	2	1	3	3	3	2	2	2
6	2	2	3	2	3	5	2	1	4
7	2	1	1	1	4	5	4	2	4
8	4	1	2	4	2	4	3	2	3
9	2	1	3	1	4	5	3	1	4
10	2	1	2	3	3	4	2	2	3
SUMA C(I,J)	26	12	17	25	32	44	27	15	31
R(J)	2.6	1.2	1.7	2.5	3.2	4.4	2.7	1.5	3.1
PJ(Z/A)	0.400	0.050	0.175	0.375	0.550	0.850	0.425	0.125	0.525
KOLEJNOSC	5	9	7	6	2	1	4	8	3
EPSILON	0.386111								

DLA REJONOW O PRAWDOPODOBIENSTWACH PJ(A/Z) > EPSILON NALEZY PRZEPROWADZIC PROGNOZOWANIE DIAGNOSTYCZNE METODAMI SEJSMOLOGICZNYMI I METODAMI SEJSMIKI

REJONY TE MAJA NASTEPUJACE PRAWDOPODOBIENSTWA

1	0.400
2	0.050
3	0.175
4	0.375
5	0.550

- 478 -

PROGRAM KOMPUTEROWY PROGNOZY "METODA SEJSMOLOGICZNA"

```
1 ******* SEJSMO.PRG *******
2 *
3 * T.B.  10-04-89 7:59:19 PM
4*
5 ramka1=chr(218)+chr(196)+chr(191)+chr(179)+chr(217)+chr(196)+;
  chr(192)+chr(179)
6 ramka2=chr(201)+chr(205)+chr(187)+chr(186)+chr(188)+chr(205)+;
  chr(200)+chr(186)
7 ram=ramka1+chr(176)
8 set data german
9 set wrap on
10 set deleted on
11 tltxt=.f.
12 met=1
13 do while met<>0
14 W txt=''
15 W tltxt=.f.
16 W tltxt1=.f.
17 W do tbekran
18 W @12,10 prompt '1 - Metoda mikrosejsmologiczna'
19 W @14,10 prompt '2 - Metoda sejsmoakustyczna'
20 W @17,10 prompt '9 - <ESC> koniec pracy programu'
21 W menu to met
22 W do case
23 W   case met=1
24 W 1 tltxt=1
25 W 1 tx='mk'
26 W 1 txt=' Metoda MIKROSEJSMOLOGICZNA '
27 W 1 do tmetody
28 W   case met=2
29 W 2 tltxt=.t.
30 W 2 tx='sa'
31 W 2 txt=' Metoda SEJSMOAKUSTYCZNA '
32 W 2 do tmetody
33 W   case met=3
34 W <------exit
35 W endcase
36 enddo
```

```
37 do ekran
38 @10,10 say 'Poprawne zakonczene pracy programu '
39 do zamykbaz
40 return
41 ****************
42 proc tmetody
43 do tbekran
44 dysk='A:'+space(20)
45 zzbior='sejsmo.dbf'
46 do while .t.
47 W @7,10 say 'Podaj mechanizm i sciezke dostepu :'get dysk
48 W @8,10 say 'Podaj nazwe zbioru :'get zzbior pict 'xxxxxxxxx'
49 W read
50 W @10,30 say "P O P R A W N I E  (t/n)'
51 W ddysk=substr(alltrim(dysk),1,1)
52 W tl=.t.
53 W if isalpha(ddysk)
54 W T tl=disktest(ddysk+':')
55 W endif
56 W if tl
57 W T zbior=alltrim(dysk)+tx+alltrim(zzbior)
58 W T if tpotw('t',12)
59 W T T if .not.file(zbior)
60 W T T T @10,20 say 'Brak zbioru '+zbior+' tworzyc nowy (t/n)'
61 W T T T if tpotw('t',12)
62 W T T T T do twpsejsmo
63 W<----------------exit
64 W T T T endif
65 W T T T @10,20 say space(58)
66 W T T else
67 W<----------------exit
68 W T T endif
69 W T endif
70 W endif
71 enddo
72 opcja=1
73 do while opcja<>0
74 W do tbekran
```

```
75 W  @8,10 prompt '1 - Wprowadzanie informacji o wstrzasach'
76 W @10,10 prompt '2 - Obliczanie i wydruk informacji'
77 W @15,10 prompt '9 - <ESC> Powrot do gl.menu'
78 W menu to opcja
79 W do case
80 W case opcja=1
81 W 1 do tedycja=2
82 W case opcja=2
83 W 2 do toblicz
84 W case opcja=3
85 W<-------exit
86 W endcase
87 enddo
88 return
89 ********koniec programu********
90
91 procedure tedycja
92 declare tab1[5],nag[5]
93 use &zbior
94 tab[1]='data'
95 tab[2]='gg'
96 tab[3]='mm'
97 tab[4]='tau'
98 tab[5]='teta'
99 nagl[1]='Data (dd.mm.rr)'
100 nagl[2]='Godz.'
101 nagl[3]='Min.'
102 nagl[4]='Tau'
103 nagl[5]='Teta'
104 do tbekran
105 @20,15 say '<Enter>-edycja,<F10>-kasowanie, <Esc> lub <F2>-k
106 dbedit(5,1,19,78,tab1,'ted',0,nagl)
107 pack
108 use
109 return
110 ***************
111 function ted
112 parameters tryb, nr_pola
```

```
113 private nazwa,tsc
114 nazwa=fieldname(nr_pola)
115 if tryb=1
116 T tone(527,2)
117 T tone(440,5)
118 <--------return 1
119 endif
120 if tryb=2.or.tryb=3
121 T tsc=savescreen(21,30,21,60)
122 T @21,30 say 'Dopisac (t/n)'
123 T if tpotw('t',15)
124 T T appe blank
125 T T restscreen(21,30,21,60,tsc)
126 T T keyboard chr(1)+chr(13)
127 <---------return 2
128 T else
129 T F restscreen(21,30,21,60,tsc)
130 <---------return 1
131 T endif
132 endif
133 if tryb=4
134 T if lastkey()=-9
135 T T tsc=savescreen(21,30,21,60)
136 T T @21,30 say 'Kasowac (t/n)'
137 T T if tpotw('t',15)
138 T T T dele
139 T T T restscreen(21,30,21,60,tsc)
140 <-----------return 2
141 T T else
142 T T F restscreen(21,30,21,60,tsc)
143 <-----------return 1
144 T T endif
145 T endif
146 T if lastkey()=13
147 T T set cursor on
148 T T if nr_pola=1
149 T T T @row(),col() get &nazwa pict '99/99/99'
150 T T else
```

```
151 T T F @row(),col() get &nazwa
152 T Tendif
153 T T read
154 T T set cursor off
155 T T if nr_pola<5
156 T T T keyboard chr(4)+chr(13)
157 T T endif
158 T endif
159 T if lastkey()=27.or.lastkey()=1
160 <-----------return 0
161 T endif
162 endif
163 return 1
164
165 ************************
166 procedure toblicz
167 do tbekran
168 use &zbior
169 if lastrec()<3
170 T @13,10 say 'Za mala ilosc informacji - musza byc co najmni
171 T @15,30 say 'Powrot do menu'
172 T tpotw('t',16)
173 T use
174 <-------return
175 endif
176 set color to n*/w
177 @13,25 say 'C Z E K A J  I N D E K S A C J A '
178 set color to w/n
179 use &zbior
180 index on dtos(data)+str(gg*60+mm) to mkindx
181 set index to mkindx
182 go top
183 dz11=data
184 go bottom
185 dz22=data
186 dz1=dz11
187 dz2=dz22
188 @13,25 say space(40)
```

```
189 do while .t.
190 W @12,30 say 'Podaj zakres obliczen - od dnia (dd.mm.rr)
    'get dz1 valid dz1>=dz11.and.dz1<=dz22
191 W @13,55 get dz2 valid dz2<=dz22.and.dz2>=dz11
192 W read
193 W @15,30 say 'P O P R A W N I E (t/n)'
194 W if tpotw('t',16)
195 W T @12,5 clear to 15,78
196 W <--------exit
197 W endif
198 enddo
199 set color to n*/w
200 @13,25 say 'C Z E K A J  O B L I C Z E N I A '
201 set color to w/n
202 go bottom
203 if tau <>0
204 T pdata=data
205 T pgg=gg
206 T pmm=mm
207 appe blank
208 T replace data with pdata,gg with pgg,mm with pmm
209 else
210 F skip-1
211 F pdata=data
212 F pgg=gg
213 F pmm=mm
214 F skip
215 F replace data with pdata,gg with pgg,mm with pmm
216 endif
217 locate for data>=dz1
218 if found()
219 T rec1=recno()
220 T skip-2
221 T tl=.f.
222 T if bof()
223 T T tl=.t.
224 T endif
225 T a1=tau
```

```
226 T b1=teta
227 T if t1
228 T T replace tetas with 0,taus with 0,t1 with 0,p1 with 0
229 T endif
230 T skip
231 T a2=tau
232 T b2=teta
233 T if t1
234 T T replace tetas with 0,taus with 0,t1 with 0,p1 with 0
235 T endif
236 T skip
237 T a3=tau
238 T b3=teta
239 T if t1
240 T T replace tetas with 0,taus with 0,t1 with 0,p1 with 0
241 T endif
242 T skip
243 T do while data <=dz2.and..not.eof()
244 T W ptaus=(a3+a2+a1)/3
245 T W pptaus=int(ptaus)+(ptaus-int(ptaus))*0.6
246 T W ptetas=(b3+b2+b1)/3
247 T W pptetas=int(ptetas)+(ptetas-int(ptetas))0.6
248 T W pp1=ptetas/(ptaus+ptetas)
249 T W ppt1=pp1*ptaus
250 T W pt1=int(ppt1)+(ppt1-int(ppt1))*0.6
251 T W tpr=.t.
252 T W if pt1>=tau.and.recno()<>lastrec()
253 T W T tpr=.f.
254 T W endif
255 T W replace taus with pptaus,tetas with pptetas,p1 with pp1,t
      with pt1,prog with tpr
256 T W a1=a2
257 T W b1=b2
258 T W a2=a3
259 T W b2=b3
260 T W a3=tau
261 T W b3=teta
262 T W skip
```

```
263 T enddo
264 else
265 F wait '**Brak danych**'
266 F use
267 <---------return
268 endif
269 tltxt1=.t.
270 do tbekran
271 go rec1
272 declare tab1[10],nag[10]
273 tab1[1]='dtoc(data)+" "+str(gg,2)+":"+substr(str(100+mm,3),2,
274 tab1[2]='tau'
275 tab1[3]='teta'
276 *tab1[4]='taus'
277 *tab1[5]='tetas'
278 tab1[4]='p1'
279 tab1[5]='t1'
280 tab1[6]='taus'
281 tab1[7]="iif (prog,'OK.','Zla')"
282 nagl[1]='Data godz'
283 nagl[2]='TAU'
284 nagl[3]='TETA'
285 *nagl[4]='TAU S'
286 *nagl[5]='TETA S'
287 nagl[4]='P1'
288 nagl[5]='T1'
289 nagl[6]='T2'
290 nagl[7]='Prog'
291
292 @20,20 say chr(27)+' '+chr(24)+' '+chr(25)+' '+chr(26)+'<Esc
293 dbedit(5,1,19,78,tab,0,0,nagl)
294 use
295 tltxt1=.f.
296 return
297
298 ***************************************
299 *  procedury i funkcje pomocnicze *
300 ***************************************
```

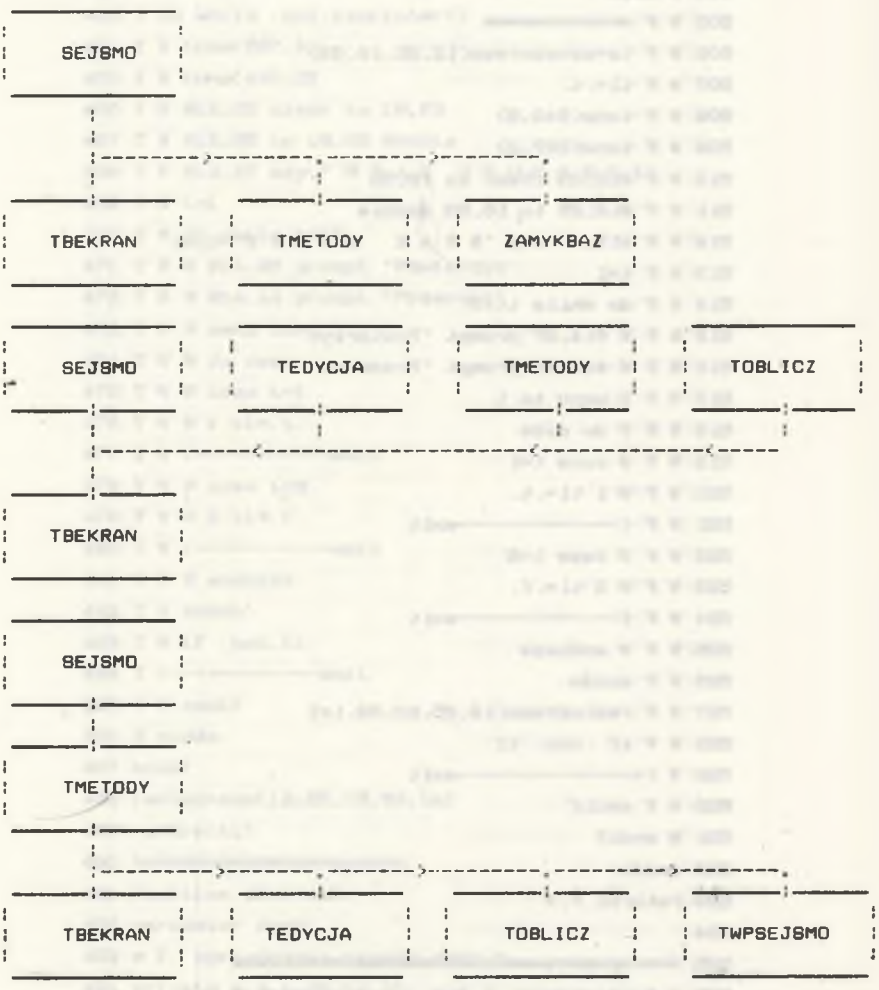
```
350 procedure tbekran
351 * ekran 3 pola
352 clear
353 private t
354 t='(c) T.B'
355 @1,0,4,79 box ram
356 @4,0,20,79 box ramka1
257 @20,0,23,79 box ram
258 @20,0 say 'c'
360 @4,79 say '4'
361 @20,79 say '4'
362 if tltxt
363 T @0,20 get txt
364 T @0,20 say 'Wyznaczanie czasowej zdatnosci gorotworu do
          wystapienia niebezpiecznego zdarzenia'
365 T @3,1 say '(silnego wstrzasu - tapniecia) - wariant 3 -
          z pamiecia trzech ostatnich zdarzen'
366 T if tltxt1
367 T T @21,2 say 'T1 - oczekiwany czas bezpieczny ;T2-T1
                  oczekiwany czas niebezpieczny'
368 T T @22,2 say 'P1 - prawdopodobienstwo stacjonarne'
369 T endif
370 endif
371 @22,71 get t
372 clear gets
373 return
374 **************
375 procedure twpsejsmo
376 * tworzenie struktury ZGUBNZ.dbf
377 create stru_bd
378 appe blank
379 replace field_name with 'DATA'
380 replace field_type with 'D'
381 replace field_len with 8
382 appe blank
383 replace field_name with 'GG'
384 replace field_type with 'N'
```

```
385 replace field_len with 2
386 appe blank
387 replace field_name with 'MM'
388 replace field_type with 'N'
389 replace field_len with 2
390 appe blank
391 replace field_name with 'TAU'
392 replace field_type with 'N'
393 replace field_len with 6
394 appe blank
395 replace field_name with 'TETA'
396 replace field_type with 'N'
397 replace field_len with 6
398 appe blank
399 replace field_name with 'TAUS'
400 replace field_type with 'N'
401 replace field_len with 8
402 replace field_dec with 2
403 appe blank
404 replace field_name with 'TETAS'
405 replace field_type with 'N'
406 replace field_len with 8
407 replace field_dec with 2
408 appe blank
409 replace field_name with 'P1'
410 replace field_type with 'N'
411 replace field_len with 6
412 replace field_dec with 4
413 appe blank
414 replace field_name with 'T1'
415 replace field_type with 'N'
416 replace field_len with 8
417 replace field_dec with 2
418 appe blank
419 replace field_name with 'PROG'
420 replace field_type with 'L'
421 replace field_len with 1
422 use
```

```
423 create &zbior from stru_bd
424 run del stru_bd.*
425 return
426 *=================*******=
427 procedure zamykbaz
428 sele 1
429 close index
430 close databases
431 sele 2
432 close index
433 close databases
434 sele 3
435 close index
436 close databases
437 sele 4
438 close index
439 close databases
440 sele 5
441 close index
442 close databases
443 sele 6
444 close index
445 close databases
446 sele 7
447 close index
448 close databases
449 sele 8
450 close index
451 close databases
452 sele 9
453 close index
454 close databases
455 return
456 ************************
457 funktion testdr
458 * sprawdzanie stanu drukarki
459 private t,ts,t1
460 ts=savescreen(12,25,16,53)
```

```
461 tl=.t.
462 if .not.isprinter()
463 T do while .not.isprinter()
464 T W tone(527,2)
465 T W tone(440,5)
466 T W @12,25 clear to 16,53
467 T W @12,25 to 16,53 double
468 T W @13,27 say " B R A K  D R U K A R K I'
469 T W t=1
470 T W do while t<>0
471 T W W @14,28 prompt 'Powtorzyc'
472 T W W @14,44 prompt 'Przerwac'
473 T W W menu to t
474 T W W do case
475 T W W case t=1
476 T W W 1 tl=.t.
477 T W <-----------exit
478 T W W case t=2
479 T W W 2 tl=.f.
480 T W <-----------exit
481 T W W endcase
482 T W enddo
483 T W if .not.tl
484 T <------------exit
485 T W endif
486 T enddo
487 endif
488 restscreen(12,25,16,53,ts)
489 return(tl)
490 ************************
491 funktion disktest
492 parameter dysk
493 * f. sprawdzanie napedu dysk.*
494 private n,m,t,dd,ts,tl
495 do while .t.
500 W if m+n>0.and.t
501 W T dd=dysk+'est.tbu'
502 W T erase &dd
```

```
503 <-------------return(.t.)
504 W else
505 W F ==============
506 W F ts=savescreen(12,25,16,53)
507 W F tl=.t.
508 W F tone(540,5)
509 W F tone(627,2)
510 W F @12,25 clear to 16,53
511 W F @12,25 to 16,53 double
512 W F @13,27 say 'B R A K   D Y S K U'+dysk
513 W F t=1
514 W F do while t<>0
515 W F W @14,27 prompt 'Powtorzyc'
516 W F W @14,42 prompt 'Przerwac'
517 W F W menu to t
518 W F W do case
519 W F W case t=1
520 W F W 1 tl=.t.
521 W F <-------------exit
522 W F W case t=2
523 W F W 2 tl=.f.
524 W F <-------------exit
525 W F W endcase
526 W F enddo
527 W F restscreen(12,25,16,53,ts)
528 W F if .not. tl
529 W <---------------exit
530 W F endif
531 W endif
532 enddo
533 return(.f.)
534
535 ****************************************
536 * koniec proc. i fun. pomocniczych *
537 ****************************************
```


SEJSMO
TBEKRAN
TMETODY
ZAMYKBAZ
SEJSMO
TEDYCJA
TMETODY
TOBLICZ
TBEKRAN
SEJSMO
TMETODY
TBEKRAN
TEDYCJA
TOBLICZ
TWPSEJSMO

ZAŁĄCZNIK 3

PROGRAM KOMPUTEROWY I PRZYKŁAD OBLICZENIOWY PROGNOZY "METODA SEJSMOAKUSTYCZNA"

```
REM PROGRAM TAP4 - PROGNOZOWANIE TAPAN metoda SEJSMOAKUSTYCZNA
CLS
N=18: KK=3: DIM A(N),B(N),D$(N)
FOR I=1 TO N: READ A(I),B(I): NEXT I
FOR I=1 TO N: READ D$(I): NEXT I
K=14
GOSUB 1
FOR I=1 TO KK
?I;" "; D$(I);: ?USING"#####";A(I);
?USING"######";B(I): NEXT I
FOR I=KK+1 TO N
IF I<>11 THEN GOTO 3
?: ?"D A L E J -> dowolny klawisz"
2: IF INKEY$="" THEN GOTO 2 ELSE GOSUB 1
3: TAUS=0: TETAS=0
FOR J=I-KK TO I-1
TAUS=TAUS+A(J): TETAS=TETAS+B(J)
NEXT J
TAU=TAUS/KK: TETA=TETAS/KK
P1=TETA/(TAU+TETA)
T1=P1*TAU
IF T1<A(I) THEN A$="DOBRA":L=L+1 ELSE A$="ZLA"
?USING"##";I;
?" ";D$(I);
?USING"#####";A(I);
?USING"######";B(I);
?USING"#####.###";TAU;: ?"  ";
?USING"###.####";TETA;: ?"  ";
?USING"#.####";P1;: ?"  ";
?USING"###.####";T1;: ?"  ";
?USING"###.####";TAU;: ?"  ";
?"  ";A$
NEXT I
?: ?,"PROGNOZ DOBRYCH BYLO";L: ?
?,"T1    - OCZEKIWANY CZAS BEZPIECZNY"
?,"T2-T1 - OCZEKIWANY CZAS NIEBEZPIECZNY"
?,"P1    - PRAWDOPODOBIENSTWO STACJONARNE"
DATA 84,67,111,47,57,24,177,119,90,62,77,52,122,55,44,5,65,41
DATA 64,24,48,40,39,112,39,119,39,48,17,216,85,136,86,65,24
DATA 04.09.88,09.09.88,11.09.88,18.09.88,22.09.88,25.09.88,30.09.88
DATA 02.10.88,05.10.88,08.10.88,10.10.88,12.10.88,16.10.88
DATA 21.10.88,23.10.88,01.11.88,07.11.88,10.11.88
END
1:CLS: ?"METODA SEJSMOAKUSTYCZNA": ?
?"WYZNACZANIE CZASOWEJ ZDATNOSCI GOROTWORU DO WYSTAPIENIA NIEBEZP.
  ZDARZENIA"
?"(SILNEGO WSTRZASU - TAPNIECIA) - WARIANT 3 - Z PAMIECIA";KK;
 "OSTATNICH ZDARZEN"
?,,,,,,,,,"SKUTECZNOSC";
?"NR   ";"DATA  ";"TAU     ";"TETA  ";"TAU SR  ";"TETA SR  ";"P1    ";
 "T1   ";"T2    ";"PROGNOZY"
RETURN
```

Metoda SEJSMOAKUSTYCZNA 18:45:58

Wyznaczanie stalej czasowej gorotworu do wystapienia niebezp. zdarzenia (silnego wstrzasu - tapniecia) - wariant 3 - z pamiecia 3 ostatnich zdarzen

Data	godz	TAU	TETA	P1	T1	T2	Prog.
25.09.89	20:30	77	52	0.3875	41.51	108.00	OK.
30.09.89	22:25	122	55	0.4038	46.18	114.40	OK.
02.10.89	18:31	44	5	0.3690	35.33	96.20	OK.
05.10.89	11:13	65	41	0.3155	25.33	81.00	OK.
08.10.89	3:17	64	24	0.3042	23.25	77.00	OK.
10.10.89	3:35	48	40	0.2881	16.37	57.40	OK.
12.10.89	4:42	49	39	0.3723	21.58	59.00	OK.
16.10.89	20:13	112	39	0.3902	20.56	53.40	OK.

Metoda SEJSMOLOGICZNA

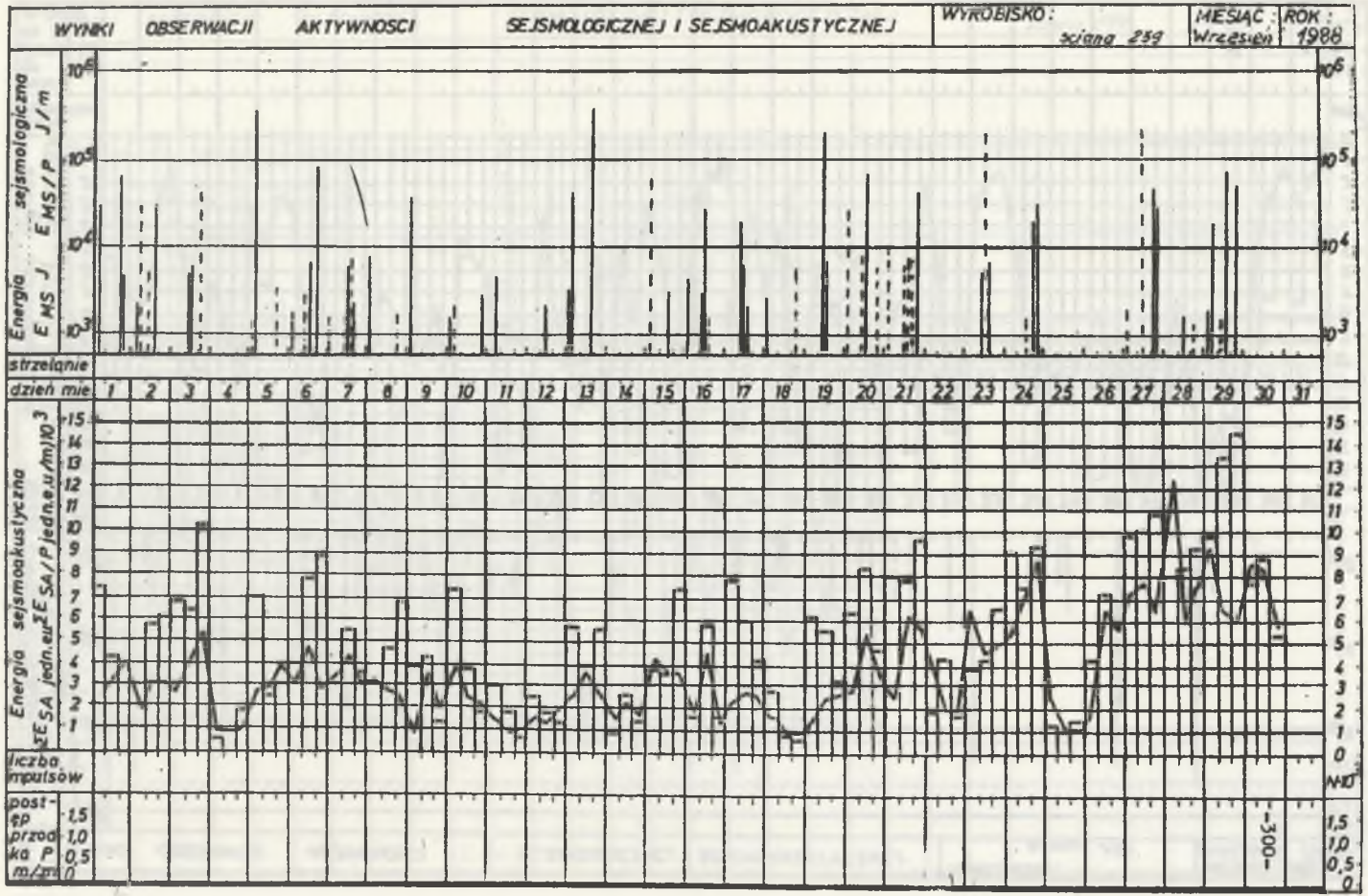
Metoda AKUSTYCZNA
T1= 25.1 T2= 69.4 P1= 0.3609
Czas niebez.od 17.10.89 godz.21:21

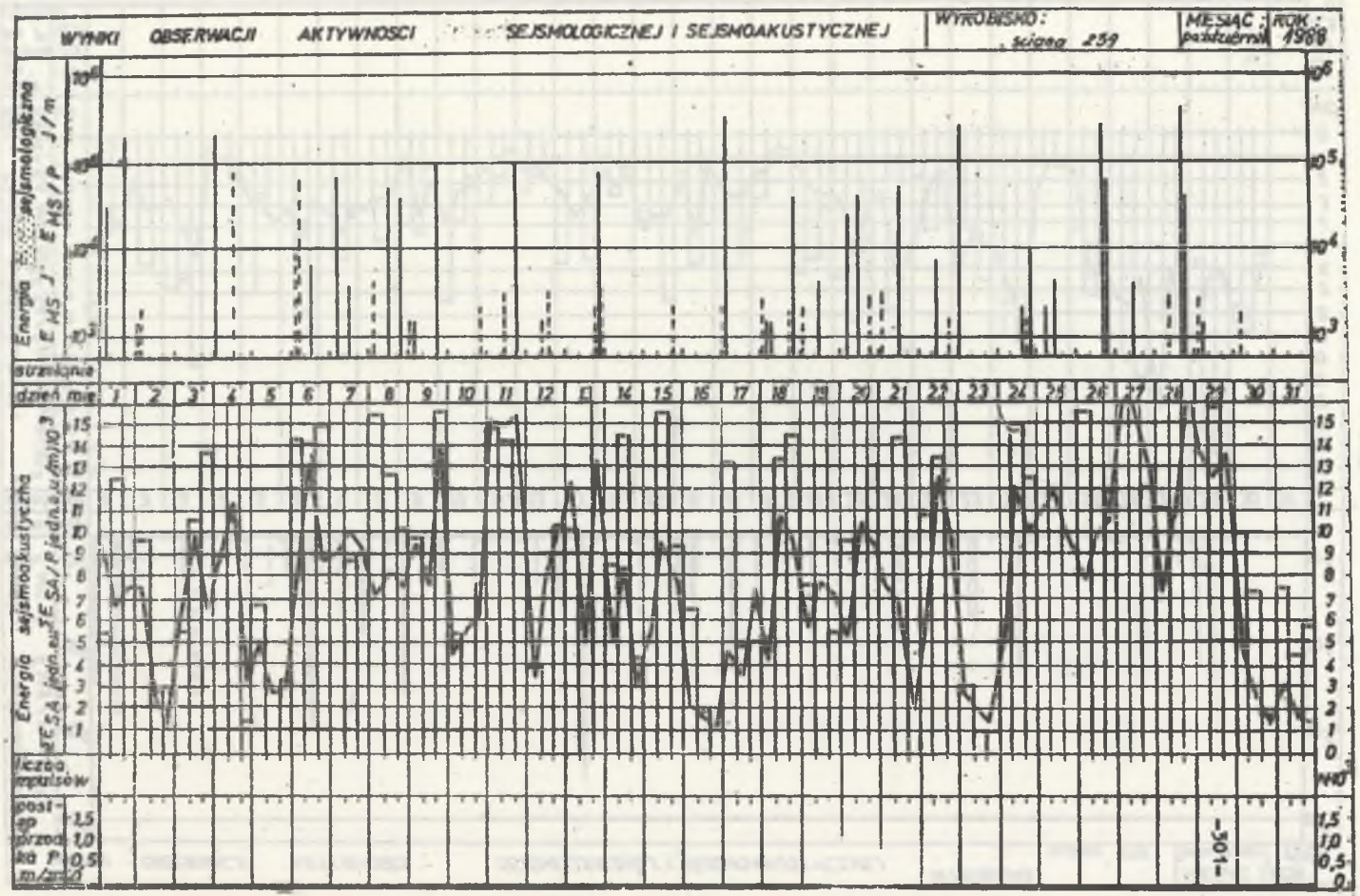
Dopuszczalny czas bezpieczny do dnia 17.10.89 godz.21:21

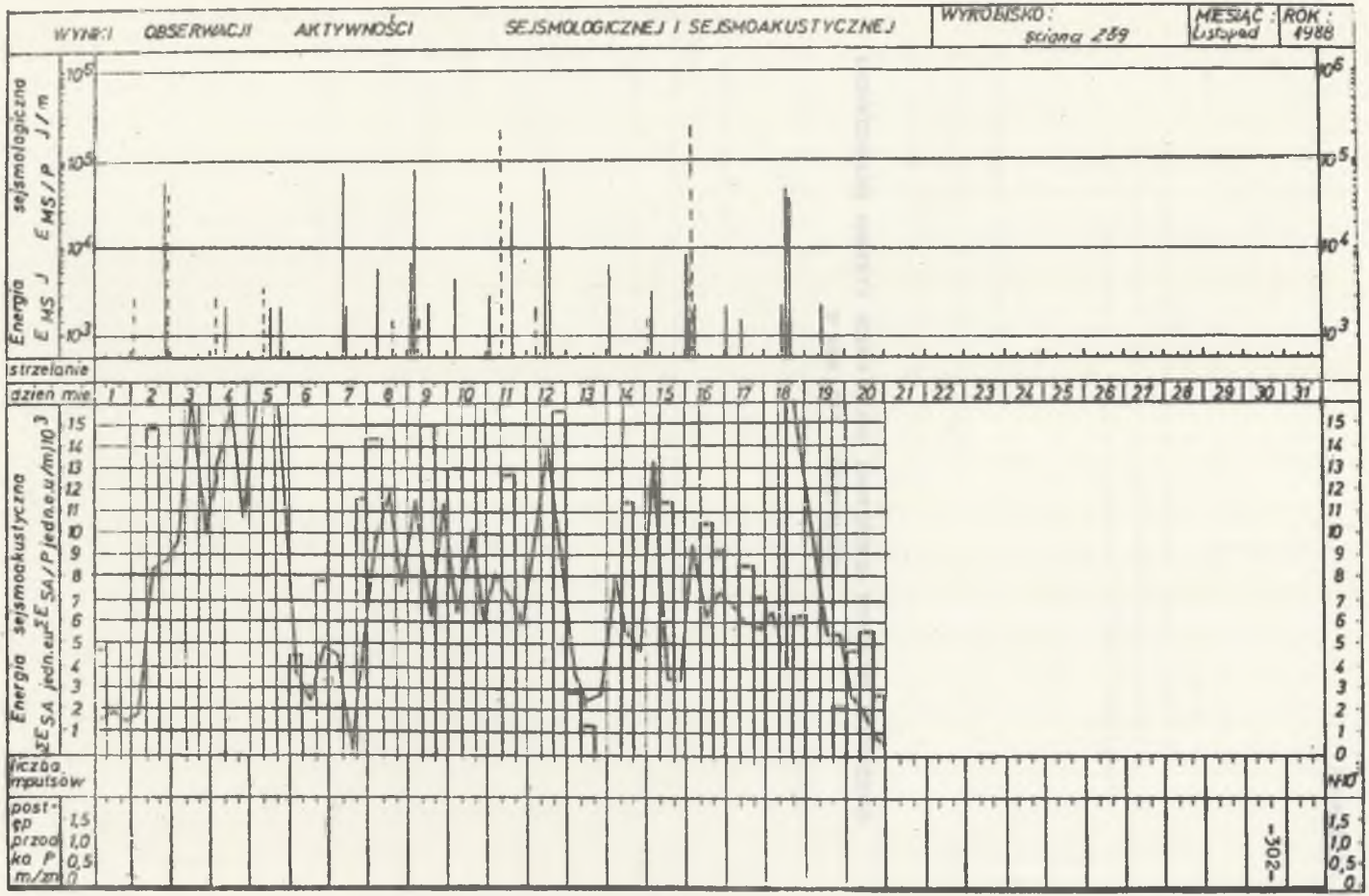
T1 - oczekiwany czas bezpieczny; T2-T1 - oczekiwany czas niebezpieczny
P1 - prawdopodobienstwo stacjonarne (C) T.B

ZAŁĄCZNIK 4

HISTOGRAMY AKTYWNOŚCI SEJSMOLOGICZNEJ i SEJSMOAKUSTYCZNEJ W ŚCIANIE 239, POKŁAD 620 W KWK "PSTROWSKI" - PRZYKŁADY DANYCH


WYNIKI OBSERWACJI AKTYWNOSCI SEJSMOLOGICZNEJ I SEJSMOAKUSTYCZNEJ
WYROBISKO: sciana 259
MIESIĄC: Wrzesień
ROK: 1988
Energia sejsmologiczna
E MS J E MS/P J/m
strzelanie
dzień mie
Energia sejsmoakustyczna
ΣE SA jedn.eu ΣE SA/P jedn.e.u/m)10³
liczba impulsów
N·10³
postęp przodka P m/m
-300-


WYNIKI OBSERWACJI AKTYWNOSCI SEJSMOLOGICZNEJ I SEJSMOAKUSTYCZNEJ
WYROBISKO: ściana 259
MIESIĄC: październik
ROK: 1988
Energia sejsmologiczna E MS J E MS/P J/m
strzelanie
dzień mie
Energia sejsmoakustyczna ΣE SA jedn.eu ΣE SA/P jedn.eu/m)10³
liczba impulsów
postęp przodka P m/m
-301-


WYNIKI OBSERWACJI AKTYWNOŚCI SEJSMOLOGICZNEJ I SEJSMOAKUSTYCZNEJ
WYROBISKO: ściana 289
MIESIĄC: Listopad
ROK: 1988
Energia sejsmologiczna E MS J
E MS / P J / m
strzelanie
dzień mie
Energia sejsmoakustyczna ΣE SA jedn.eu ΣE SA / P jedn.e.u/m) 10³
liczba impulsów
N·10³
postęp przodka P m/zm
-302-

ZAŁĄCZNIK 5

INDYWIDUALNE ANKIETY OCENY STANU ZAGROŻENIA WYROBISK GÓRNICZYCH
W KWK "P" - PRZYKŁADY

Nr eksperta - 2 Data 8.11.1988

Indywidualna ankieta metody grupowej oceny ekspertów
dla oceny stanu zagrożenia zjawiskami dynamicznymi
w KWK "Pstrowski" - ocena zagrożenia rejonu (oddziału)

I. Dane eksperta (podkreślić)

1. Stanowisko: Inżynier ds. Tąpań
2. Wykształcenie: wyższe techniczne
3. Staż pracy w górnictwie: poniżej 5 lat, od 5 do 15 lat, powyżej 15 lat do 25 lat (podkreślić)
4. Staż pracy w KWK "Pstrowski": poniżej 5 lat, od 5 do 15 lat, powyżej 15 lat do 25 lat. (podkreślić)

II. Ocena zagrożenia:

Oddział	G-3		G-5	G-6	G-7	G-8	G-9	G-10	G-12
	620	621							
Ilość punktów wg skali ankiety (od 1-5 pkt)	2	1	1	3	4	4	4	1	2

III. Podpis eksperta

Nr eksperta - 8 Data 8.11.1988 r.

Indywidualna ankieta metody grupowej oceny ekspertów
dla oceny stanu zagrożenia zjawiskami dynamicznymi
w KWK "Pstrowski" w obiektach oddziału G-8

I. Dane eksperta (podkreślić)

1. Grupa dozoru: dozór wyższy, dozór średni, dozór niższy
2. Stanowisko (wpisać): Inspektor ds. Sejsmologii i Sejsmoakustyki zm A
3. Staż pracy w górnictwie: poniżej 5 lat, od 5 lat do 15 lat, powyżej 15 lat do 25 lat (podkreślić)
4. Staż pracy w KWK "Pstrowski": poniżej 5 lat, od 5 do 15 lat, powyżej 15 lat do 25 lat. (podkreślić)

II. Ocena zagrożenia:

Wyrobisko	ściana 238	ściana 239	chodn. nadścian. ściany 238	chodnik podścianowy ściany 238	chodnik nadścianowy ściany 239	chodnik podścianowy ściany 239	przekop 21
Ilość punktów wg skali ankiety (od 1-5 pkt)	4	4	4	4	5	4	2

przekop 4	pochylnia badawcza w pokł. 620	przekop 56	chodnik 55 w pokł. 505	pochylnia w pokł. 504	ściana 414 w pokł. 504	chodnik nadścianowy ściany 414	przekop 20
4	4	2	2	3	3	3	3

III. Podpis eksperta

ZAŁĄCZNIK 6

KARTY KATALOGOWE TĄPAŃ - WYBRANE PRZYKŁADY

Karta katalogowa tąpnięcia

Kopalnia Wawel	Pokład 507	Oddz. G-1	Głębokość 845 m
Data 21.10.1983	Godz. 10^{09}	Energia wstrząsu 8×10^{6} J	

Miejsce tąpnięcia obcinki ścian 8 i 9 pochylnia 2a

System eksploatacji ścian.poprz. Urabianie kombajn KWB-3RDUW

Sposób kierowania stropem zawał

Wys.ściany 3,1 m Eksploat.warstwa cała grubość

Obudowa ściany Fazos 15/31-Oz

Obudowa chodników przyścianowych /typ, sposób wzmocnienia, odległość odrzwi /Pochylnia 2a,obcinka śc.9-V-25,podciągi drewniane podparte stojakami Valent,podciągi szynowe b=0.6m /obcinka śc.9/,b=0,8 m /poch.2a/, kotwienie stropu. Obcinka śc.8 - obudowa Fazos 15/31-Oz

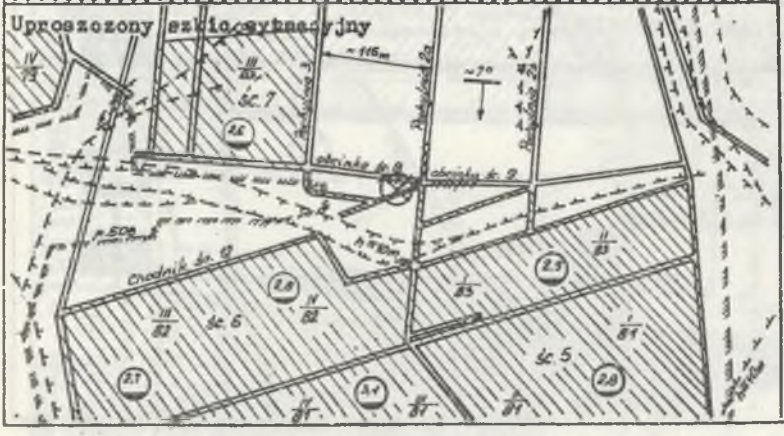
Metody prognozowania tąpań sejsmologiczna, sejsmoakustyczna, wiercenia małośrednicowe

Aktywne metody zwalczania -

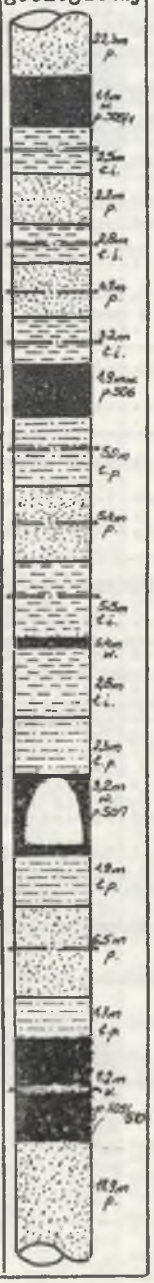
Skutki Obcinka śc.8 - wyrzucenie węgla z ociosu do głębok.ok. 1 m,opad warstw stropowych na wys.0,5 m na odcinku dług.45m. Obcinka śc.9 - na odcinku dł.40 m wystąpiło wyrzucenie węgla z ociosu /głównie/ południowego,deformacja obudowy,uszkodzona wykładka z betonitów i siatki M4,wypiętrzenie spągu do 1,0m. Na 20 mb obcinka posiadała wysok.0,8-0,7 m. Pochylnia 2a - na odcinku dł.45 m został wyrzucony węgiel z ociosu zachodniego i zdeformowana obudowa V-25.

Wypadki: 2 ciężki, 8 lekkich.

Uproszczony szkic sytuacyjny



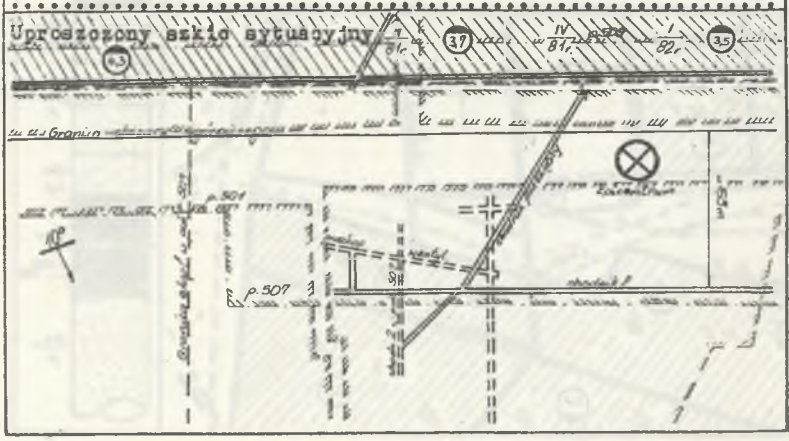
Profil geologiczny



Karta katalogowa tąpnięcia

Kopalnia ..Bobrek.....	Pokład ..509..	Oddz.G-03..	Głębokość 9k.720m
Data 1.08.84r.	Godz. 12^{45}	Energia wstrząsu ..6.x.10^5 J....	
Miejsce tąpnięcia ....chodnik przekątny.....			
System eksploatacji ..... Urabianie kombajn AM- 50..			
Sposób kierowania stropem			
Wys.ściany ..... Eksploat.warstwa			
Obudowa ściany			
Obudowa chodników przyścianowych /typ, sposób wzmocnienia, odległość odrzwi/ ..V-25/9, b=0,8m, wzmocniona podciągami drewnianymi podpartymi stojakami Valent, w strefie przyprzodkowej w linii zamków obudowy V-25 znajdowały się 2 rzędy podciągów z prostych profili ŁP o długości 3,2 m.			
Metody prognozowania tąpań ....sejsmologia, sejsmoakustyka.....			
Aktywne metody zwalczania			
Skutki Wystąpiły w chodniku przekątnym na odcinku dł. ok. 28m licząc od czoła przodka w postaci wypiętrzenia spągu do 0,7m, zawężeniu szerokości chodnika do 2,7 m i wysokości do 3,0 m, zsuwów elementów odrzwi obudowy V-25 w zamkach od 0,1 do 0,8m przechyleniu niektórych odrzwi o ok. 15^0, zniszczeniu opinki wzdłuż ociosu zachodniego, wyrzuceniu węgla z czoła przodka i wyrw w ociosach. Wypadki: 1 śmiertelny, 6 lekkich.			

Uproszczony szkic sytuacyjny



Profil geologiczny

Karta katalogowa tąpnięcia

Kopalnia Szombierki.....	Pokład 507...	Oddz.GRP-20.	Głębokość 630.m..
Data 29.19.83r	Godz 23.43...	Energia wstrząsu .7 x 10^6 J.....	

Miejsce tąpnięcia Chodnik kierunkowy poz. 630m

System eksploatacji ....-..... Urabianie ....MW

Sposób kierowania stropem .....-.....

Wys.ściany ....-..... Eksploat.warstwa .....-.....

Obudowa ściany .....-.....

Obudowa chodnika kierunkowego /typ, sposób wzmocnienia, odległość odrzwi/ V-29, b=0,8m, podciągi drewniane podparte stoj. Valent pod każdym łukiem, w strefie przyprzodkowej podciągi szynowe przesuwne wzdłuż ociosów, opinka z siatki zgrzewanej, 3 rozpory metalowe i 4 drewniane.

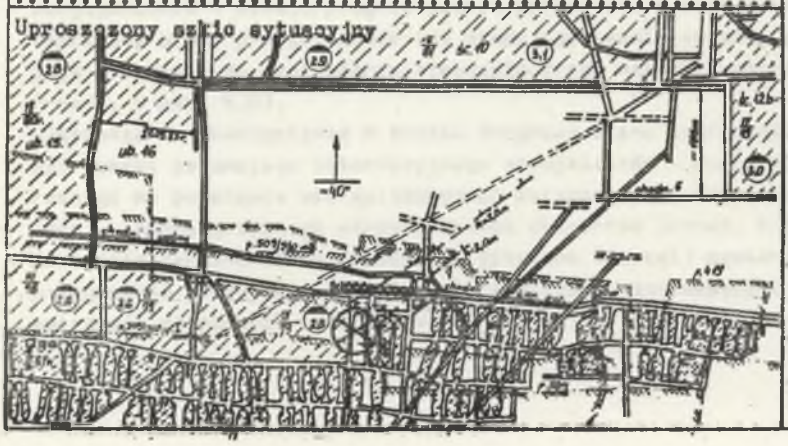
Metody prognozowania tąpań obserwacje sejsmologiczne i sejsmoakustyczne, wiercenia małośrednicowe.

Aktywne metody zwalczania strzelania wstrząsowe. Iraz na dobę

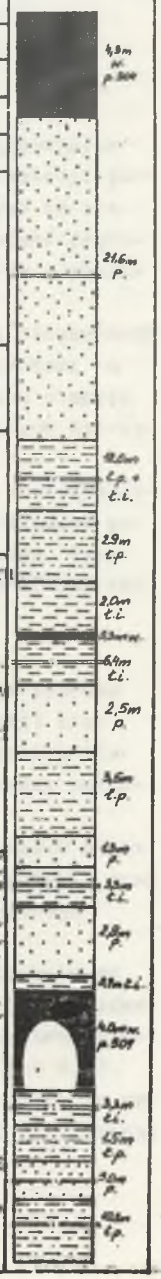
Skutki Licząc od czoła przodka na odcinku 0 - 10m - brak skutków, od 10-16 m zsuwy w zamkach obud. od 0,3-1,0 m, od 12-18m wypiętrzenie spągu przy ociosie płd. do 0,5 m, od 18-43 m wypiętrzenie spągu przy ociosie płn. do 0,5 m, od 24-40 m deformacja obudowy V-29 /zawężenie przekroju/, przechylenie stojaków Valent pod podciągami do 15° w kierunku płn., od 20-70 m wydźwignięcie toru na wysokość do 1,0 m.

Wypadki 1 ciężki, 6 lekkich, 1 śmiertelny

Uproszczony szkic sytuacyjny



Profil geologiczny



SYSTEMOWO-INFORMACYJNE MODELE OCENY STANU ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓRNICZYMI W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

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

Opracowanie zawiera opis modeli matematycznych, które uwzględniając charakter zjawisk zachodzących w górotworze pod wpływem eksploatacji górniczej, umożliwiają przetworzenie parametrów i cech opisujących te zjawiska w celu uzyskania jakościowych i ilościowych kryteriów stanu zagrożenia niebezpiecznymi wstrząsami górniczymi na powierzchni oraz w obiektach podziemnych kopalń węgla kamiennego.

Zaproponowane modele umożliwiają wypracowywanie informacji decyzyjnych niezbędnych w procesach ciągłej kontroli stanu zagrożenia tąpaniami w obiektach podziemnych kopalni, a także uzyskiwanie informacji o stopniu zagrożenia parcel powierzchni ze względu na oddziaływanie silnych wstrząsów górniczych.

Podstawę przeprowadzonych badań stanowią: koncepcja losowego - stochastycznego charakteru zjawisk zachodzących w górotworze oraz wypracowane metody badania systemów złożonych w ramach ogólnej teorii systemów. Wykorzystane zostało podejście oparte na analizie systemowej, teorii zdarzeń, teorii niezawodności oraz teorii podejmowania decyzji.

Zasadnicze rezultaty pracy to:

- opracowanie procedury szacowania parametrów i charakterystyk systemu obiektów zagrożonych silnymi wstrząsami górniczymi (tąpaniami) oraz wyznaczenie warunkowych rozkładów prawdopodobieństwa występienia niebezpiecznego zdarzenia dla określonych wartości wielowymiarowej zmiennej losowej (rozdz. 5 pkt 5.1),
- uwzględnienie w modelu prognostycznym parametrów i cech w sposób umożliwiający ocenę przygotowania lub nieprzygotowania systemu obiektu oraz jego otoczenia do wystąpienia niebezpiecznego wstrząsu górniczego (rozdz. 5 pkt. 5.2),
- włączenie i wykorzystanie w modelu prognozy stanu zagrożenia silnymi wstrząsami potencjału informacyjnego specjalistów - praktyków, przetworzonego na podstawie sformalizowanego matematycznie modelu heurystycznego - metoda grupowego sondażu opinii ekspertów (rozdz. 5 pkt 5.3),
- dokonanie taksonomicznego podziału obiektów (parcel) powierzchni na typologicznie jednorodne podzbiory ze względu na intensywność wystąpienia wstrząsów górniczych (rozdz. 6).

Istotnym elementem pracy jest uzasadnienie możliwości i skuteczności wykorzystania w procesie prognozowania wstrząsów górniczych modelu procesów Markowa. Wykazano, że model ten dobrze opisuje charakter zachodzących w górotworze zjawisk i może służyć do prognozowania zmian stanu zagrożenia niebezpiecznymi wstrząsami górniczymi.

Bezpośrednio użytkową część pracy stanowią założenia projektowe umożliwiające budowę modelu komputerowo-informacyjnego systemu prognozy stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi (rozdz. 7). Model ten wykorzystuje szeroki zakres informacji, których źródła stanowią dokumentacje tąpań, obserwacje sejsmologiczne oraz badania ankietowe (kierowane) przeprowadzane bezpośrednio w obiektach zagrożonych. W pracy zamieszczone zostały algorytmy i programy komputerowe umożliwiające uzyskiwanie dobowych prognoz stanu zagrożenia wstrząsami górniczymi dla konkretnych rejonów kopalni oraz dla zlokalizowanych w nich wyrobisk.

Przedstawione w opracowaniu wyniki są rezultatem badań i obserwacji prowadzonych w latach 1986-1990, głównie w KWK "PSTROWSKI". Pracę zakończono wnioskami dotyczącymi zagadnień ogólnych, metodologii badań i praktyki górniczej.

СИСТЕМНО-ИНФОРМАЦИОННЫЕ МОДЕЛИ ОЦЕНКИ УГРОЗЫ ГОРНЫХ УДАРОВ В КАМЕННОУГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Р е з ю м е

Работа содержит описание математических моделей, которые учитывают характер происходящих в горном массиве под влиянием горной эксплуатации явлений и позволяют перерабатывать параметры и свойства, описывающие эти явления, с целью получения количественных и качественных критериев состояния опасности на поверхности при грозных ударах, а также в подземных объектах каменноугольных шахт.

Предложенные модели дают возможность определить решающую информацию, необходимую в процессах постоянного контролирования состояния угрозы горных ударов в подземных объектах каменноугольных шахт, а также получить информацию о степени опасности на поверхности при сольных горных ударах.

Основой проведенных исследований являются: концепция случайно-стохастического характера явлений, происходящих в горном массиве, а также методы исследования сложных систем разработанные в рамках общей теории систем. В работе использован подход, основанный на системном анализе, теории событий, теории надежности и теории принятия решений.

Основные результаты работы:

- разработка процедуры оценки параметров и характеристик системы объектов, находящихся под угрозой сильных горных ударов и определение условных распределений вероятности появления опасного явления для определенных величин многомерной случайной переменной (разд. 5, п. 5.1);
- учет в прагматической модели параметров и свойств способом, который позволяет оценить - подготовлена или не подготовлена система объекта и его окружение к грозному горному удару (разд. 5, п. 5.2);
- включение и использование в модели прогнозирования состояния угрозы горных ударов информационного потенциала специалистов-практиков, разработанного на основе математически сформулированной эвристической модели - метода группового зондирования мнения экспертов (разд. 5, п. 5.3);
- выполнение таксономического разделения объектов (участков) на поверхности на типологически однородные подмножества, в связи с интенсивностью появления горных ударов (разд. 6).

Существенным элементом работы является обоснование возможности и эффективности использования в процессе пронозирования горных ударов модели процессов Маркова. Показано, что эта модель хорошо описывает характер происходящих в горном массиве явлений и может служить для прогнозирования изменения состояния угрозы горных ударов.

Непосредственно полезной частью работы являются проектные задания, позволяющие построить компьютерно-информационную модель системы прогнозирования состояния угрозы горных ударов (разд. 7) . Эта модель содержит широкий диапазон информаций, источником которых является документация горных ударов, сейсмологические наблюдения и анкетные исследования (управляемые), проводимые непосредственно в объектах подвергающихся опасности. В работе помещены алгоритмы и компьютерные программы, позволяющие получить суточные прогнозы состояния опасности для конкретных районов шахт и для размещенных на их территории стволов.

Представленные в работе результаты являются результатами исследований и наблюдений, проводимых в 1986-1990 г.г., главным образом, в каменноугольной шахте "Пстровски". Работа заканчивается предложениями относительно главных проблем, методики исследований и горной практики.

SYSTEM-INFORMATION MODELS OF ESTIMATING MINE TREMOR HAZARDS IN HARD COAL MINES

S u m m a r y

The elaboration comprises a description of mathematical models which, taking into account the character of the phenomena occurring in the rock mass as a result of mining, make possible the processing of the parameters and characteristics describing these phenomena to obtain qualitative and quantitative criteria of the state of hazard from dangerous mine tremors on the surface and in underground objects of hard coal mines.

The models proposed make possible an elaboration of decision information necessary in the processes of continuous control of the state of crumping hazards in underground objects of a mine, and also obtaining of information about the degree of hazard of surface plots on account of the influence of strong mine tremors. The basis for the studies made are: the concept of random-stochastic character of the phenomena taking place in the rock mass and the elaboration of a testing method of complex systems within the general theory of systems. An approach based on system analysis, theory of events, theory of reliability and theory of decision-making has been applied.

The principal results of the elaboration are:

- development of the procedure of estimating the parameters and characteristic of the system of objects threatened with strong mine tremors (crumping) and the determination of the conditional distribution functions of the occurrence of a dangerous event for the particular values of a multidimensional random variable (chapter 5 item 5.1),
- taking into consideration in the prognosis model, of the parameters and characteristics in a way which makes possible an assessment of the preparation or lack of preparation of the object system and its surroundings for the occurrence of a dangerous mine tremor (chapter 5 item 5.2),
- including and making use in the model of the prognosis of the state of hazard from strong tremors, of the informational potential of specialists - practicians, processed on the basis of a mathematically formalized heuristic model - a method of group sounding of experts' opinion (chapter 5 item 5.3),

- carrying out of a taxonomic division of the surface objects (plots) into typologically homogenous subsets, on account of the intensity of the occurrence of mine tremore (chapter 6).

An essential element of the study is the justification of the possibility and effectiveness of the use in the process of prognosticating mine tremore, of the models of Markov's processes. It has been shown that this model gives a good description of the character of the phenomena occurring in the rock mass and may be used for the prognosticating of the changes in the state of hazard from dangerous mine tremors.

A directly useful part of the elaboration are the design assumptions which make possible the construction of a computer-informational system of prognosis of the state of hazard from mine tremors (chapter 7). The model makes use of a wide range of information the source of which are the documentations of crumping, seismological observations and (directed) questionary tests conducter directly in the objects subject to hazards. The elaboration includes algorithms and computer programs making possible the obtaining of daily prognoses of the state of hazard from mine tremors for the particular regions of the mine and for the excavations localized there.

The results presented in the study come from the investigations and observations conducted in the years 1986-1990, mainly in "Patrowski" colliery. The elaboration ends with conclusions about general problems, methodology of testing and mining practice.

BIBLIOTEKA GŁÓWNA
Politechniki Śląskiej
P.3351/91/198