POLSKA AKADEMIA NAUK

INSTYTUT GOSPODARKI
SUROWCAMI MINERALNYMI I ENERGIĄ

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2003

Sympozja i Konferencje nr 58



Kraków 2003

Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021

KGHM
POLSKA MIEDŹ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

POLSKA AKADEMIA NAUK
Instytut Gospodarki
Surowcami Mineralnymi i Energią

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA
Katedra Górnictwa Podziemnego

MATERIAŁY
SZKOŁY EKSPLOATACJI
PODZIEMNEJ 2003

Szczyrk, 17 – 21 lutego 2003

SYMPOZJA i KONFERENCJE nr 58

Kraków 2003

REDAKCJA NAUKOWA
Jrzy Kicki

KOMITET ORGANIZACYJNY
Wacław Andrusikiewicz, Artur Dyczko (sekretarz), Jacek Jarosz (wiceprzewodniczący),
Jerzy Kicki (przewodniczący), Barbara Marchewczyk, Maciej Mazurkiewicz, Zenon Pilecki,
Zbigniew Piotrowski, Piotr Saługa, Jacek Sobczyk, Krzysztof Stachurski

KORESPONDENCI ZAGRANICZNI
Cas Bruniany (USA), Giennadij Gajko (Ukraina), Andrzej Harasimowicz (Kanada), Krzysztof Pietkiewicz (Szwecja),
Mietek Rataj (Australia), Richard Sabela (Niemcy), Anton Sroka (Niemcy)

ADRES KOMITETU ORGANIZACYJNEGO
Szkoła Eksploatacji Podziemnej
ul. Józefa Wybickiego 7
30-950 Kraków 65, skr. poczt. 49
tel./fax (0-12) 632 13 24
fax (0-12) 632 35 24

Druk publikacji wykonano na podstawie dostarczonych oryginalnych tekstów
na odpowiedzialność Autorów

ISBN 83-89174-90-1

Wydawnictwo IGSMiE PAN
31-261 Kraków, ul. Józefa Wybickiego 7
tel. (0-12) 632 33 00, fax (0-12) 632 35 24

© Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2003
Printed in Poland

Druk z gotowych oryginałów wykonała Drukarnia „PATRIA", Kraków, ul. Borsucza 40
Wydanie I. Nakład 400 egz.

POLISH ACADEMY OF SCIENCE
Minerals and Energy
Economy Research Institute

UNIVERSITY OF MINING AND MAETALLURGY
Department of Underground Mining

PROCEEDINGS OF THE SCHOOL OF UNDERGROUND MINING 2003

Szczyrk, 17 – 21 February 2003

SYMPOZJA i KONFERENCJE No 58

Cracow 2003

SCIENTIFIC EDITING
Jerzy Kicki

ORGANIZING COMMITTEE
Wacław Andrusikiewicz, Artur Dyczko (secretary), Jacek Jarosz (vice-chairman), Jerzy Kicki (chairman),
Barbara Marchewczyk, Maciej Mazurkiewicz, Zenon Pilecki, Zbigniew Piotrowski,
Piotr Saługa, Jacek Sobczyk, Krzysztof Stachurski

FOREIGN CORRESPONDENTS
Cas Bruniany (USA), Giennadij Gajko (Ukraine), Andrzej Harasimowicz (Canada), Krzysztof Pietkiewicz (Sweden),
Mietek Rataj (Australia), Richard Sabela (Germany), Anton Sroka (Germany)

COMMITTEE ADDRESS
School of Underground Mining
ul. Józefa Wybickiego 7
30-950 Krakow 65, skr. poczt. 49
tel./fax (0-12) 632 13 24
fax (0-12) 632 35 24

Proceedings are based in originally texts

ISBN 83-89174-90-1

PUBLISHED BY
Wydawnictwo IGSMiE PAN
31-261 Kraków, ul. Józefa Wybickiego 7
tel. (0-12) 632 33 00, fax (0-12) 632 35 24

© School of Unergroun Mining, Cracow 2003
Printed in Poland

Spis treści

Słowo wstępne – Jerzy Kicki 1

Sekcja **NOWE TECHNIKI I TECHNOLOGIE W EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ ZŁÓŻ**

Jerzy BERGER, Stanisław NAWRAT
Retencyjny magazyn metanu w kopalni podziemnej 5

Marian BRANNY, Józef WACŁAWIK, Ludmiła BORODULIN-NADZIEJA, Zbigniew BRYJA, Marek KOWALIK
Warunki klimatyczne w wyrobiskach solnych kopalni „Polkowice-Sieroszowice" 21

Jan BUTRA, Rafał DĘBKOWSKI, Aleksander KOSIOR
Sposób eksploatacji złoża rud miedzi o małej miąższości w aspekcie ograniczenia zubożenia 35

Piotr CHMIEL, Mieczysław LUBRYKA, Jerzy ŚLIWIŃSKI
Wpływ naruszenia filarów ochronnych szybów eksploatacją ścian w warunkach KWK „JAS-MOS" 55

Artykuł promocyjny - Andrzej CZECHOWSKI
Aparatura manewrowa na napięcie 3300 V oraz mikroprocesorowy układ automatyzacji przenośników z transmisją danych i pełnym monitorowaniem pracy wysokowydajnego kompleksu ścianowego w LW BOGDANKA S.A. 65

Bogdan DŻEGNIUK, Zygmunt NIEDOJADŁO, Anton SROKA
Podstawy wymiarowania i eksploatacji szybowych filarów ochronnych 77

Kazimierz GATNAR, Andrzej TOR
Metan pokładów węgla jako paliwo w skojarzonych układach energetyczno-chłodniczych stanowiących element zaopatrzenia w energię zakładów JSW S.A. 95

Barbara GOŁĄBEK, Johann KASPERSKI, Andrzej MARANDA, Andrzej PAPLIŃSKI, Józef PASZULA
Analiza parametrów fal podmuchowych generowanych wybuchem górniczych materiałów wybuchowych 111

Stanisław KNOTHE, Edward POPIOŁEK
Wpływ przestojów frontu eksploatacyjnego na przebieg procesu przemieszczeń i deformacji górotworu w świetle wyników obserwacji 121

Jerzy KWIATEK
O wpływie prędkości eksploatacji na zagrożenie obiektów budowlanych 131

Kazimierz LEBECKI, Stanisław TRZCIONKA
Przyrząd do szybkiego oznaczania zawartości części niepalnych stałych w strefach zabezpieczających przed wybuchem 141

Stanisław LOSIAK, Jan PTAK, Ryszard BEDNARZ, Jacek GERLICH
Podporność sekcji obudowy pola pasa oporowego w wyrobisku wydobywczym 155

Tadeusz MAJCHERCZYK, Piotr MAŁKOWSKI, Mieczysław LUBRYKA
Naruszenie eksploatacją górniczą filarów ochronnych szybów na przykładzie KWK „JAS-MOS" 165

Tadeusz MAJCHERCZYK, Zbigniew NIEDBALSKI
Wpływ zagęszczenia obudowy mieszanej na siły osiowe w kotwach 175

Andrzej MEDER, Marcin STEINDOR, Adam ŚCIUK
Wentylator WR-1 – nowe skuteczne urządzenie w prowadzeniu akcji ratowniczych 185

Lech MIELNICZUK, Józef RUSINEK
Skuteczna likwidacja pożaru endogenicznego w KWK „Piast" Ruch II 197

Tadeusz MIKOŚ, Edward STEWARSKI
Zagadnienie stateczności skarp wyrobisk eksploatacyjnych hałd żużlowych 207

Andrzej PAPLIŃSKI
Narzędzia modelowe do analizy parametrów energetycznych przemysłowych materiałów wybuchowych 223

Artykuł promocyjny - Krzysztof PIETKIEWICZ
Systemy mechanicznego załadunku materiałów wybuchowych emulsyjnych luzem – System SSE i DynoMiner 235

Marek SZYGUŁA
Zmechanizowana obudowa skrzyżowania typu KSK-18/37-Pz – nowoczesna technologia zabezpieczenia skrzyżowania ściana-chodnik 247

Jan ZYCH
Częstotliwość pomiarów a prędkość osiadania 257

Sekcja ZARZĄDZANIE BEZPIECZEŃSTWEM PRACY W KOPALNIACH

Piotr CHMIEL, Jan KUTKOWSKI, Mieczysław LUBRYKA
System Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy w KWK „Jas-Mos" 269

Stanisław GAJOS, Eugeniusz MAŁOBĘCKI, Piotr RAMS
Szacowanie ryzyka zawodowego w systemie wspomagania zarządzania bezpieczeństwem pracy w kopalniach Katowickiego Holdingu Węglowego S.A. 275

Zdzisław GIL
Modele jakościowe i ilościowe ryzyka w górnictwie 287

Andrzej HEBDA
Wykorzystanie ilościowej analizy ryzyka zawodowego w praktyce kopalnianej 305

Irena KUBIK, Adam LIPOWCZAN
Kompleksowy system wspomagania zarządzania bezpieczeństwem pracy - - doświadczenia i praktyka wdrożeniowa 319

Jan SZLĄZAK, Nikodem SZLĄZAK
Wpływ restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w Polsce na stan bezpieczeństwa pracy 329

Antoni WOJACZEK
Nowe możliwości systemów alarmowych w kopalniach 347

Komunikat - Andrzej BOREK, Józef SKRZYPCZAK
Ocena ryzyka zawodowego jako element profilaktyki bhp w kopalni „Polska-Wirek" 357

Sekcja DROGI OBNIŻENIA KOSZTÓW WYDOBYCIA W KOPALNIACH

Kazimierz CZOPEK
Koncentracja w kontekście obniżenia kosztów jednostkowych wydobycia 373

Bernard DRZĘŹLA, Antoni KOT, Jerzy KOZYRA, Henryk PRZYBYŁA
Integracja kopalń elementem restrukturyzacji przemysłu węglowego w Polsce 387

Janusz DUDEK, Andrzej GLIMOS, Marek JARCZYK, Krzysztof KRUPIŃSKI, Jerzy ZDRZAŁEK
Efekty ekonomiczno-ruchowe po zastosowaniu kaskady odsynchronicznej w napędzie stacji wentylatorów głównych w ZGE „Sobieski-Jaworzno III" 399

Jan DZBIK, Janusz STACHOWIECKI, Jerzy WODECKI
Doświadczenia techniczno-organizacyjne związane z działalnością Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń w Czeladzi 407

Henryk DŹWIGOŁ
Controlling w zarządzaniu produkcją 415

Henryk DŹWIGOŁ
Zarządzanie procesem produkcji węgla 423

Andrzej GRABOWSKI, Marek URBAŚ
Odwodnienie zbiornika W-50 w aspekcie eksploatacji pokładu 510 w KWK „Kazimierz-Juliusz" w Sosnowcu 435

Piotr KIJEWSKI
Likwidacja kopalni przez zatopienie - doświadczenia na przykładzie ZG „Konrad" 451

Stanisław KOPEK, Dariusz MAZUR, Włodzimierz MICHEL
Nowe rozwiązania techniczne zastosowane do odwadniania zlikwidowanych kopalń zgrupowanych w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń w Czeladzi 461

Henryk KORUS, Krzysztof KRYJ
Nowe rozwiązania odstawy międzypoziomowej środkiem obniżenia kosztów wydobycia w KWK „Jankowice" 471

Krzysztof KRAUZE
Możliwości zwiększenia wychodu grubego sortymentu urobku w procesie urabiania węgla kombajnem ścianowym 481

Andrzej KROWIAK
Rozważania na temat cen i rynku węgla kamiennego w Polsce 491

Zbigniew LEBDA-WYBORNY, Waldemar WĄS
Nowa generacja cieczy hydraulicznych do obudów zmechanizowanych szansą obniżenia kosztów 503

Piotr ŁUSKA, Stanisław NAWRAT
Klimatyzacja z zastosowaniem komór zraszania w kopalniach podziemnych 509

Krzysztof MATUSZEWSKI
Możliwości wzrostu koncentracji wydobycia i wydłużenia czasu pracy polskich kopalń węgla kamiennego ze szczególnym uwzględnieniem zagrożeń naturalnych 525

Joanna MAZURKIEWICZ
Analiza struktury efektywności i konkurencji sektora górniczego 535

Andrzej MUNIAK, Michał RYDLEWSKI
Problematyka zagrożeń wodnych w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń 547

Bogusław OCHAB, Bogdan WŁODARZ
Ochrona wód podziemnych kopalń ZGH Bolesław - próba identyfikacji potencjalnych zagrożeń 555

Bogusław OCHAB, Bogdan WŁODARZ
Zmiana sposobu odwadniania rejonu szybu Mieczysław kopalni Olkusz-Pomorzany 567

Piotr SAŁUGA
Problem poziomu stopy dyskontowej w symulacji Monte Carlo 579

Paweł ŚLIWIŃSKI
Analiza procesu rozliczenia kosztów wydobycia rudy w kopalniach KGHM PM S.A. na tle koncepcji rachunku kosztów działań ABC 587

Marian TUREK
Rola i uwarunkowania ekonomicznej eksploatacji pokładów cienkich węgla kamiennego .. 595

INTERNATIONAL MINING FORUM

Yury Mihajlovich BROVENDER, Gennady GAJKO
Prehistoryczne kopalnie we wschodniej Ukrainie 607

Garri G. Litvinski
Metodyka analizy retrospektywnej i kryteria oceny poziomu technicznego techniki górniczej 617

Garri G. Litvinski
Teraźniejszość i przyszłość techniki drążenia 629

Jacek PARASZCZAK
Niektóre aspekty efektywności wykorzystania maszyn samojezdnych w kopalniach 639

Mladen STJEPANOVIC, Vladimir BIJELIC, Milan SICAR, Suncica JANKOVIC, MILJKOVIC
Strategia rozwoju przemysłu węglowego w nawiązaniu do problemów krajów w trakcie przemian, zwłaszcza krajów byłej Jugosławii 649

Shujie YUAN
Wpływ temperatury na wybuchowość mieszaniny gazów palnych 663

Contents

Preface – Jerzy Kicki 1

Section **NEW TECHNOLOGIES AND TECHNIQUES IN MINING**

Jerzy BERGER, Stanisław NAWRAT
A Retentive Reservoir of Methane in an Underground Coal Mine 5

Marian BRANNY, Józef WACŁAWIK, Ludmiła BORODULIN-NADZIEJA, Zbigniew BRYJA, Marek KOWALIK
Thermal working conditions in salt workings of Polkowice-Sieroszowice Mine 21

Jan BUTRA, Rafał DĘBKOWSKI, Aleksander KOSIOR
Method of thin deposit extraction with reference to limitingthe ore dilution 35

Piotr CHMIEL, Mieczysław LUBRYKA, Jerzy ŚLIWIŃSKI
The influence of exploitation disturbing safety pillars of a coal-mine "JAS-MOS" 55

Promotion article - Andrzej CZECHOWSKI
A manoeuvring apparatus for a voltage of 3300 V and a microprocessor automation system for conveyors both featuring data transmission and full monitoring of the operations of the high production iongwall complex in LW BOGDANKA S A 65

Bogdan DŻEGNIUK, Zygmunt NIEDOJADLO, Anton SROKA
The Bases of Dimensioning and the Exploitation of Shaft Safety Pillars 77

Kazimierz GATNAR, Andrzej TOR
Coal-bed methane as fuel in cogeneration combined energy-cooling installations – element of JSW S A..energy supply 95

Barbara GOŁĄBEK, Johann KASPERSKI, Andrzej MARANDA, Andrzej PAPLIŃSKI, Józef PASZULA
Analysis of blast waves parameters of mining explosives 111

Stanisław KNOTHE, Edward POPIOŁEK
The Influence of Breaks in Mine Exploitation in the Process of the Translocations and Deformations of the Rock Mass, According to our Observations 121

Jerzy KWIATEK
Impact of extraction velocity on threat to constructional objects 131

Kazimierz LEBECKI, Stanisław TRZCIONKA
Instrument for quick determination of incombustible content in deposited dust as a protection against coal dust explosion propagation 141

Stanisław LOSIAK, Jan PTAK, Ryszard BEDNARZ, Jacek GERLICH
Supporting Strength of Supports Section Resistance Strip Field in Mining Working 155

Tadeusz MAJCHERCZYK, Piotr MAŁKOWSKI, Mieczysław LUBRYKA
Pit-shaft pillars disturbance by the longwall working on coal-mine "Jas-Mos" example ... 165

Tadeusz MAJCHERCZYK, Zbigniew NIEDBALSKI
The influence of density of mixed lining on axial forces in bolts 175

Andrzej MEDER, Marcin STEINDOR, Adam ŚCIUK
Wentylator WR-1 – nowe skuteczne urządzenie w prowadzeniu akcji ratowniczych 185

Lech MIELNICZUK, Józef RUSINEK
Effective liquidation of spontaneous fire in the coal mine Piast 197

Tadeusz MIKOŚ, Edward STEWARSKI
Geotechnical conditionality on the exploitations of the steelwork waste tips 207

Andrzej PAPLIŃSKI
Methods of theoretical appraisal of energetic efficiency of industrial explosives 223

Promotion article - Krzysztof PIETKIEWICZ
Mechanical charging systems of bulk emulsion explosives – System SSE and System DynoMiner 235

Marek SZYGUŁA
Powered roof support of the KSK-18/37-Pz type – state-of-the-art technology for the protection of the face-roadway crossing 247

Jan ZYCH
The survey frequency and the subsidence rate of change 257

Section SAFETY MANAGEMENT IN MINES

Piotr CHMIEL, Jan KUTKOWSKI, Mieczysław LUBRYKA
System of Management Safety of Work in KWK „Jas-Mos" 269

Stanisław GAJOS, Eugeniusz MAŁOBĘCKI, Piotr RAMS
Estimation of the professional risk in computer system supporting work safety in KHW S A..Coal-Mines 275

Zdzisław GIL
Qualitative and quantitative risk models in mining 287

Andrzej HEBDA
Application of Quantitative Risk Assessment in a Coal Mine Practice 305

Irena KUBIK, Adam LIPOWCZAN
Computer system to assists, the process of health and safety management in mines 319

Jan SZLĄZAK, Nikodem SZLĄZAK
Influence of restructurisation of coal mining in Poland on work safety 329

Antoni WOJACZEK
New telephone communication and alarming systems for mines 347

Bulletin - Andrzej BOREK, Józef SKRZYPCZAK
Estimation of the professional risk an element work safety in „Polska-Wirek" Coal-Mine 357

Section WAYS OF OUTPUT COSTS REDUCTION IN MINES

Kazimierz CZOPEK
Concentration..as opposed to the reduction.. of..the unit costs of output 373

Bernard DRZĘŹLA, Antoni KOT, Jerzy KOZYRA, Henryk PRZYBYŁA
The coalmine integration as an element of mining restructuring in Poland 387

Janusz DUDEK, Andrzej GLIMOS, Marek JARCZYK, Krzysztof KRUPIŃSKI, Jerzy ZDRZAŁEK
The economic and organizing effects of subsynchronous cascade in motor of main fans station at „Sobieski-Jaworzno III" Mining and Power Plant 399

Jan DZBIK, Janusz STACHOWIECKI, Jerzy WODECKI
Technical and organizatory experience connected with the activity of the Central Department of Mine Drainage in Czeladź 407

Henryk DZWIGOŁ
Controlling in production management 415

Henryk DŹWIGOŁ
Managing of the coal production process 423

Andrzej GRABOWSKI, Marek URBAŚ
The drainage of the water reservoir W-50 in aspect of the seam 510 mining in the "Kazimierz-Juliusz" colliery in Sosnowiec 435

Piotr KIJEWSKI
Mine closure using methods of flooding - experience on the example of "Konrad" mine ... 451

Stanisław KOPEK, Dariusz MAZUR, Włodzimierz MICHEL
New technical solutions applied for drainage of closed mines covered by the Central Department of Mine Drainage (CZOK) in Czeladź 461

Henryk KORUS, Krzysztof KRYJ
The new conveyor belt solution between levels for reducing output costs at Jankowice Coal Mine 471

Krzysztof KRAUZE
Potential Increase of Coarse-Grained Excavated Material in Coal Mining 481

Andrzej KROWIAK
The reflection about prices and coal market in Poland 491

Zbigniew LEBDA-WYBORNY, Waldemar WĄS
New generation of the hydraulic fluids for self-advancing supports as a chance of reduction of costs 503

Piotr ŁUSKA, Stanisław NAWRAT
An air conditioning system with spraying chambers in underground mines 509

Krzysztof MATUSZEWSKI
Possibility of increase of concentration of extration and extension of time of work of polish coal mines with special taking into account natural threats 525

Joanna MAZURKIEWICZ
The Effectiveness and Competitiveness Structure of Hard Coal Mining 535

Andrzej MUNIAK, Michał RYDLEWSKI
The subject of water hazardsat the Central Department of Mine Drainage 547

Bogusław OCHAB, Bogdan WŁODARZ
Protection of Underground Water in ZGH Bolesław Mines - attempt of potential exposures, identification 555

Bogusław OCHAB, Bogdan WŁODARZ
Change in Drainage Method at the area of..Mieczyslaw Shaft in Olkusz-Pomorzany Mine 567

Piotr SAŁUGA
Discount rate level controversy in Monte Carlo simulation 579

Paweł ŚLIWIŃSKI
Analysis of..ore mining cost accounting process in KGHM PM S A..mines and the concept of cost account of ABC operations 587

Marian TUREK
Role and economic conditions of hard coal thin seams exploitation 595

INTERNATIONAL MINING FORUM

Yury Mihajlovich BROVENDER, Gennady GAJKO
Ancient mines in east Ukraine 607

Garry G..Litvinski
The method of retrospective analysis and criterias of an estimation
of a technological level of a mining technique 617

Garry G..Litvinski
The present and future of roadheader's engineering 629

Jacek PARASZCZAK
Selected efficiency aspects of mobile mining equipment utilization 639

Mladen STJEPANOVIC, Vladimir BIJELIC, Milan SICAR, Suncica JANKOVIC, MILJKOVIC
Development strategy in coal industry with reference to problems of countries
in transition, especially in countries of former Yugoslavia 649

Shujie YUAN
Influence of temperature on explosibility of mixture of burnable gases 663

Przyszłość to trud. Nie spadnie ona z nieba
Przez żaden cud, lecz zdobyć ją trzeba.
(Maria Konopnicka)

Przed nami Szkoła dwunasta. Kolejne nasze spotkanie – prawdopodobnie jedno z ostatnich, kiedy Polska pozostaje w roli kandydata do Unii Europejskiej - największego we współczesnym świecie organizmu gospodarczego, do którego zmierzamy wielkimi krokami. Nie jest chyba dla nikogo zaskoczeniem, że jako organizatorzy Szkoły reagujemy na to niezwykle ważne wydarzenie w dziejach Polski organizacją Seminarium nt. „Górnictwo wobec wyzwań Unii Europejskiej". Patronat nad seminarium objęła Pani Minister Danuta Hübner - sekretarz Komitetu Integracji Europejskiej. Przewodniczącym Komitetu Honorowego Seminarium jest senator RP prof. dr hab. inż. Bernard Drzęźla. Referaty wygłoszone w ramach seminarium to odrębna, pięknie wydana publikacja, która – myślę - będzie wspaniałym przygotowaniem do działań podejmowanych przez Uczestników Szkoły już w Unii Europejskiej.

Co czeka nas na dwunastej Szkole?

1. Tradycyjne sesje, które są praktyczną ilustracją hasła „Górnictwo na progu trzeciego tysiąclecia":
   - Nowe techniki i technologie w eksploatacji podziemnej złóż;
   - Zarządzanie bezpieczeństwem pracy w kopalniach;
   - Drogi obniżenia kosztów wydobycia w kopalniach.

   Referaty wygłoszone w ramach tych sesji są w zdecydowanej większości praktyczną ilustracją angielskiego przysłowia „Końcem wszystkiego jest działanie, nie zaś myśl, choćby najszlachetniejsza".
2. Sesja: Informatyka w przemyśle wydobywczym, której współorganizatorem są Przedsiębiorstwo Robót Geologiczno-Wiertniczych z Sosnowca oraz firma SAP Polska.
3. International Mining Forum, w dalszym ciągu w skromnej formie z powodu biurokratycznych utrapień. Mam nadzieję, że po raz ostatni w tej formie.

Szkole tradycyjnie towarzyszyć będzie wiele interesujących przedsięwzięć, między innymi:

- uroczystości związane z 75. rocznicą pierwszego doktoratu w murach Akademii Górniczo-Hutniczej. Jego autorem był późniejszy Dziekan Wydziału Górniczego, Rektor Uczelni i światowej sławy uczony Profesor Witold Budryk. Wydanie albumu uświetniającego to wydarzenie było możliwe dzięki zaangażowaniu wielkiego sympatyka i przyjaciela Szkoły, Profesora Stanisława Knothe. Pan Profesor przekaże wszystkie materiały dokumentujące to wydarzenie Muzeum Historycznemu AGH,
- wydanie monografii „Ewolucja technologii eksploatacji złóż rud miedzi w polskich kopalniach" wraz z piękną prezentacją multimedialną powstałą przy dużej pomocy firmy Fastwork, a sfinansowanej przez wieloletniego sponsora Szkoły - KGHM Polska Miedź S.A.

Wierzę, że i tym razem nasze spotkanie będzie interesującą wymianą poglądów, ciekawych i interesujących wystąpień, a nade wszystko okazją do utrwalenia starych i nawiązania nowych przyjaźni, które znajdą swoje przełożenie na codzienne działania i kontakty zgodnie z powiedzeniem, iż „...najlepszą część życia człowieka stanowią jego przyjaźnie...".

Przewodniczący Komitetu Organizacyjnego
Szkoły Eksploatacji Podziemnej

Jerzy Kicki

Kraków, luty 2003 r.

Sekcja
Nowe techniki i technologie
w eksploatacji podziemnej złóż

Section
New technologies
and techniques in mining

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.5–19

Jerzy BERGER
Zakład Odmetanowania Kopalń, Katowice
Stanisław NAWRAT
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Retencyjny magazyn metanu w kopalni podziemnej

Słowa kluczowe

metan – zagrożenie wybuchowe – regulowanie składu gazów zrobowych – badania eksperymentalne i modelowe – symulacja – prewencja przeciwpożarowa i przeciwwybuchowa

Streszczenie

W kopalniach węgla kamiennego bardzo ważnym problemem jest kontrola i regulacja stanów gazowych w otamowanych wyrobiskach i zrobach, szczególnie w aspekcie zagrożenia pożarami endogenicznymi i zagrożenia wybuchem metanu lub gazów pożarowych.

Składy i stężenia gazów w otamowanych wyrobiskach i zrobach mogą być kształtowane pod wpływem czynników:

- naturalnych – dopływ gazów: metanu lub dwutlenku węgla z górotworu,
- wewnętrznych – dopływ i odpływ gazów zrobowych oraz dopływ produktów procesu utleniania i palenia węgla w zrobach,
- zewnętrznych – dopływ powietrza w wyniku przewietrzania kopalni, prowadzenia odmetanowania,
- zewnętrznych inwazyjnych – doprowadzenie gazów inertnych lub mieszanin metanowo-powietrznych i mieszanin gazów zrobowych za pomocą instalacji.

Ze względu na dużą skuteczność w zakresie ograniczenia zagrożenia pożarowego i wybuchem gazów pożarowych metoda wypełniania metanem stosowana była wielokrotnie w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. w latach 1978 ÷1998.

W celu uzyskania pełnego rozeznania przebiegu procesu wypełniania metanem otamowanych wyrobisk i zrobów przeprowadzono badania eksperymentalne w warunkach normalnych, w otamowanych rejonach ścian w kopalniach „Pniówek" i „Zofiówka", które charakteryzują się największymi metanowościami absolutnymi w górnictwie polskim. W czasie wypełniania metanem w otamowanych wyrobiskach i zrobach wystąpiły mieszaniny niewybuchowe ze względu na nadmiar metanu, przy czym podawanie metanu w znacznym stopniu przyspieszyło wystąpienie mieszanin niewybuchowych ze względu na nadmiar metanu, co jest niezmiernie ważne w aspekcie bezpieczeństwa pracy. W czasie eksperymentu w odpowiedniej proporcji do wzrostu stężeń metanu następował spadek zawartości tlenu, co wpływało w sposób korzystny na ograniczenie zagrożenia powstania pożaru endogenicznego w zrobach..

Dla projektowania procesu wypełniania metanem otamowanych wyrobisk i zrobów, szczególnie dla oceny przebiegu zmian stężeń gazów i bezpieczeństwa został opracowany model matematyczny, który przy wykorzystaniu obliczeń komputerowych umożliwia przeprowadzenie symulacji wpływu parametrów na efektywność procesu. Symulacja komputerowa pozwola

na uzyskanie dodatkowych informacji o zachodzących zmianach w składzie gazów rozważanego obszaru, których nie uzyskano drogą badań eksperymentalnych.

Eksperymentalnie wykazano, że zastosowanie metody wypełniania metanem otamowanych wyrobisk i zrobów pozwoliło:

- regulować w określonym zakresie skład i stężenia gazów zrobowych, szczególnie stężenia metanu i tlenu,
- w sposób kontrolowany zmieniać skład i stężenie gażów - mieszaniny metanowo-powietrznej pod kątem ograniczenia jej wybuchowości,
- obniżyć stężenie tlenu, a tym samym w istotnym stopniu ograniczyć możliwości lub szybkość rozwoju procesu samozagrzewania węgla lub pożaru endogenicznego.

Praca jest przyczynkiem do rozwoju naukowych zasad inwazyjnego wypełniania gazami otamowanych wyrobisk i zrobów w celu odpowiedniego pod kątem zagrożenia wybuchowego i pożarowego regulowania składu i stężenia gazów zrobowych, co w konsekwencji pozwoli poprawić stan bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla kamiennego.

1. Wprowadzenie

Od zarania górnictwa metan towarzyszący eksploatacji węgla kamiennego w kopalniach głębinowych ze względu na wybuchowość stanowi poważne zagrożenie dla bezpieczeństwa załogi i ruchu zakładu górniczego. W celu zapewnienia prawidłowych warunków określonych przepisami górniczymi, a szczególnie dopuszczalnych stężeń metanu w wyrobiskach górniczych, stosuje się środki prewencji w tym głównie:

- intensywne przewietrzanie wyrobisk górniczych,
- odmetanowanie górotworu
- monitoring i controling zagrożenia metanowego,

Metan wydzielający się w kopalni z górotworu jest w procesach przewietrzania i odmetanowania odprowadzany na powierzchnię.

W przypadku metanu ujętego przez odmetanowanie jest on w większej części wykorzystywany jako paliwo niskometanowe w różnych urządzeniach ciepłowniczo-energetycznych np. w kotłowniach, suszarniach węgla, silnikach i turbinach gazowych. Urządzenia te wymagają paliwa ustabilizowanego w zakresie jakościowym i ilościowym.

Gaz niskometanowy ujmowany przez odmetanowanie cechuje się dużą w czasie zmiennością jakościową i ilościową, wynikającą z uzależnienia efektywności odmetanowania głównie od eksploatacji górniczej. Zaburzenia parametrów jakościowo-ilościowych paliwa wpływają negatywnie na pewność ruchową i ciągłość pracy gazowych instalacji ciepłowniczo-energetycznych. Jedynym możliwym rozwiązaniem stosowanym w praktyce jest magazynowanie gazu w zbiornikach w celu jego stabilizacji jakościowo i ilościowej. Powszechnie znane są podziemne magazyny - zbiorniki gazu ziemnego (PMG) lub koksowniczego zlokalizowane na powierzchni. Podejmowane były także próby budowania PMG w nieczynnych kopalniach głębinowych.

Metan odprowadzany w powietrzu kopalnianym a także wypuszczany z instalacji odmetanowania na powierzchni do atmosfery, ze względu na brak możliwości jego pełnego wykorzystania gospodarczego, wywołuje powstawanie „efektu cieplarnianego", który jest niekorzystnym zjawiskiem ekologicznym.

2. Podziemne magazyny gazu (PMG)

Powszechnie przez magazyn - zbiornik rozumie się określoną przestrzeń w postaci różnych form geometrycznych, którą można wypełnić materiałami sypkimi lub płynami oddzieloną szczelnie lub z ograniczoną szczelnością od otoczenia zewnętrznego.

Wykorzystując objętość (pojemność) otamowanych wyrobisk górniczych oraz kolektorowy charakter skał górotworu dla gromadzenia gazu z odmetanowania dla celów jego gospodarczego wykorzystania, mamy do czynienia ze szczególnym przypadkiem utworzenia podziemnego magazynu gazu (PMG), który jest formą bezzbiornikowego gromadzenia.

Według prawa geologiczno-górniczego (ustawa z dnia 4 lutego 1994 r.) bezzbiornikowe magazynowanie substancji w górotworze wymaga koncesji, której udziela Minister Ochrony Środowiska, Zasobów Naturalnych i Leśnictwa.

W czynnych produkcyjnie podziemnych zakładach górniczych PMG mogą być utworzone w wyniku:

- przystosowania istniejących otamowanych wyrobisk górniczych i zrobów stanowiących część przestrzeni poeksploatacyjnej oddzieloną szczelnie od przestrzeni, w której prowadzone są roboty górnicze; oddzielenie to może być w formie naturalnej przez kompleksy skał nieprzepuszczalnych lub sztucznej przez wykonanie odpowiednich technicznych budowli w formie tam, korków, torkretu, itp. - możliwości wykorzystania istniejących otamowanych wyrobisk jako MG zostały potwierdzone badaniami parametrycznymi, modelowymi i eksperymentalnymi,
- wykonania specjalnych wyrobisk górniczych w sposób zapewniający ich szczelność.

2.1. Urządzenia i instalacje

Technologia retencji metanu z odmetanowania w otamowanych wyrobiskach górniczych oraz ujmowania zmagazynowanego metanu wymaga:

- zastosowania stacji przetłaczania gazu, której obecna wersja bazuje na sprężarce gazowej z wirującymi pierścieniami wodnymi zwanej potocznie pompą wodokrężną,
- wykorzystania instalacji odmetanowania bazującej na sieci dołowych i powierzchniowych rurociągów odmetanowania,
- wykorzystania powierzchniowej stacji odmetanowania, której podstawę stanowią sprężarki gazowe o parametrach zapewniających wymaganą wydajność ujmowanego gazu.

Dla napełnienia i opróżnienia podziemnego magazynu gazu, wykorzystując dołowe oraz powierzchniowe urządzenia i instalacje, przewiduje się przemienne stosowanie dwóch cykli roboczych. Przebieg tych cykli zobrazowano przykładem, gdy PMG stanowi kompleks wyrobisk i zrobów (rys. 2.1).

2.2. Stabilizacja ilościowo-jakościowa

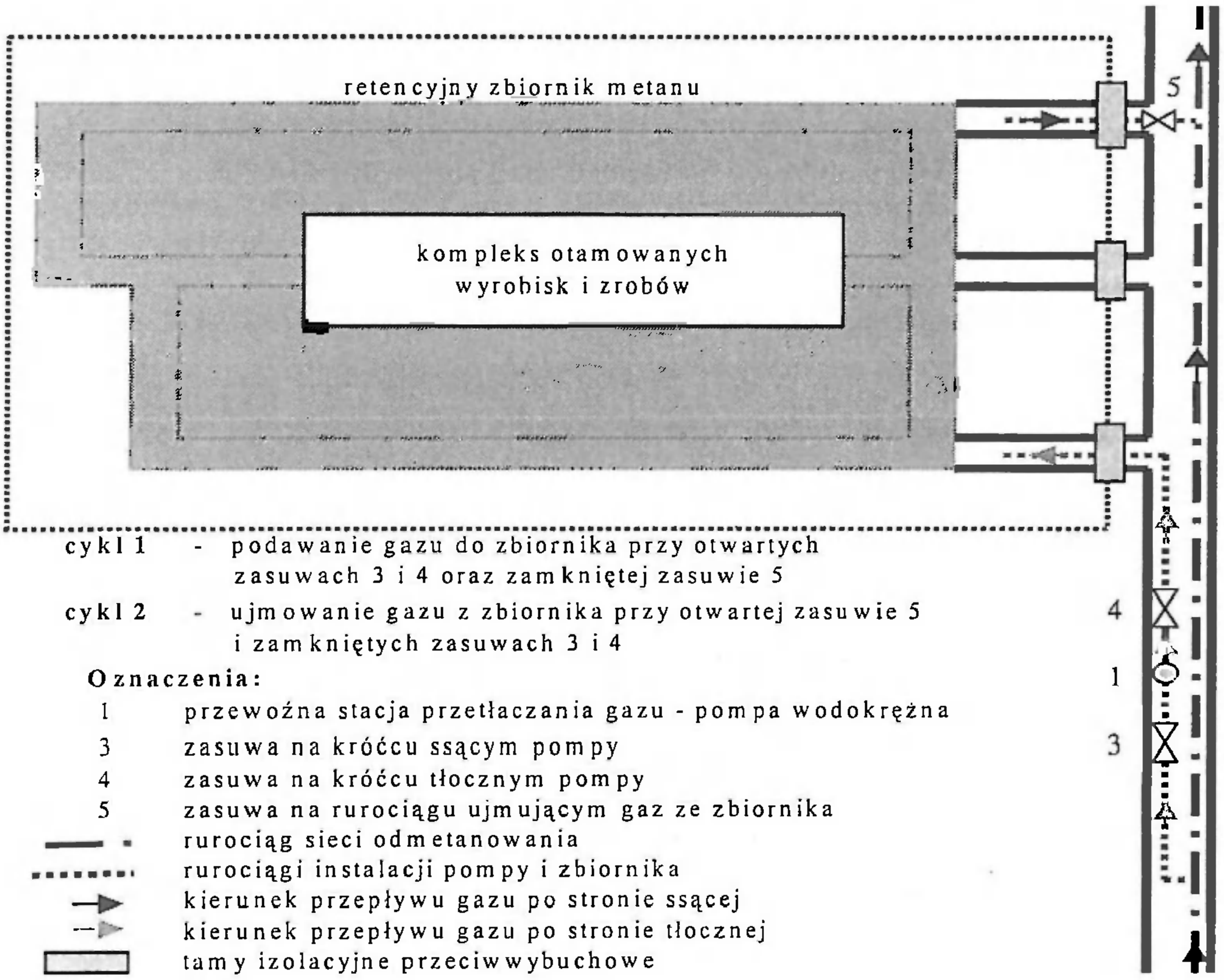
Podziemne retencyjne magazyny - zbiorniki gazu (PMG) powinny zapewniać stabilizację ilościowo-jakościową paliwa gazowego używanego w powierzchniowych urządzeniach ciepłowniczo-energetycznych.

Rozpatrywana może być konieczność stabilizacji ilościowej:

- stałej, jeżeli zapotrzebowanie urządzeń jest wyższe od możliwości dostarczenia gazu z bieżącego ujęcia,

- chwilowej (okresowej), jeżeli występuje przez określony czas w wyniku wystąpienia ograniczenia w dostawie gazu z bieżącego ujęcia przez odmetanowanie.

Powyższy problem przedstawia schemat (rys. 2.2) wraz z uogólnieniami.

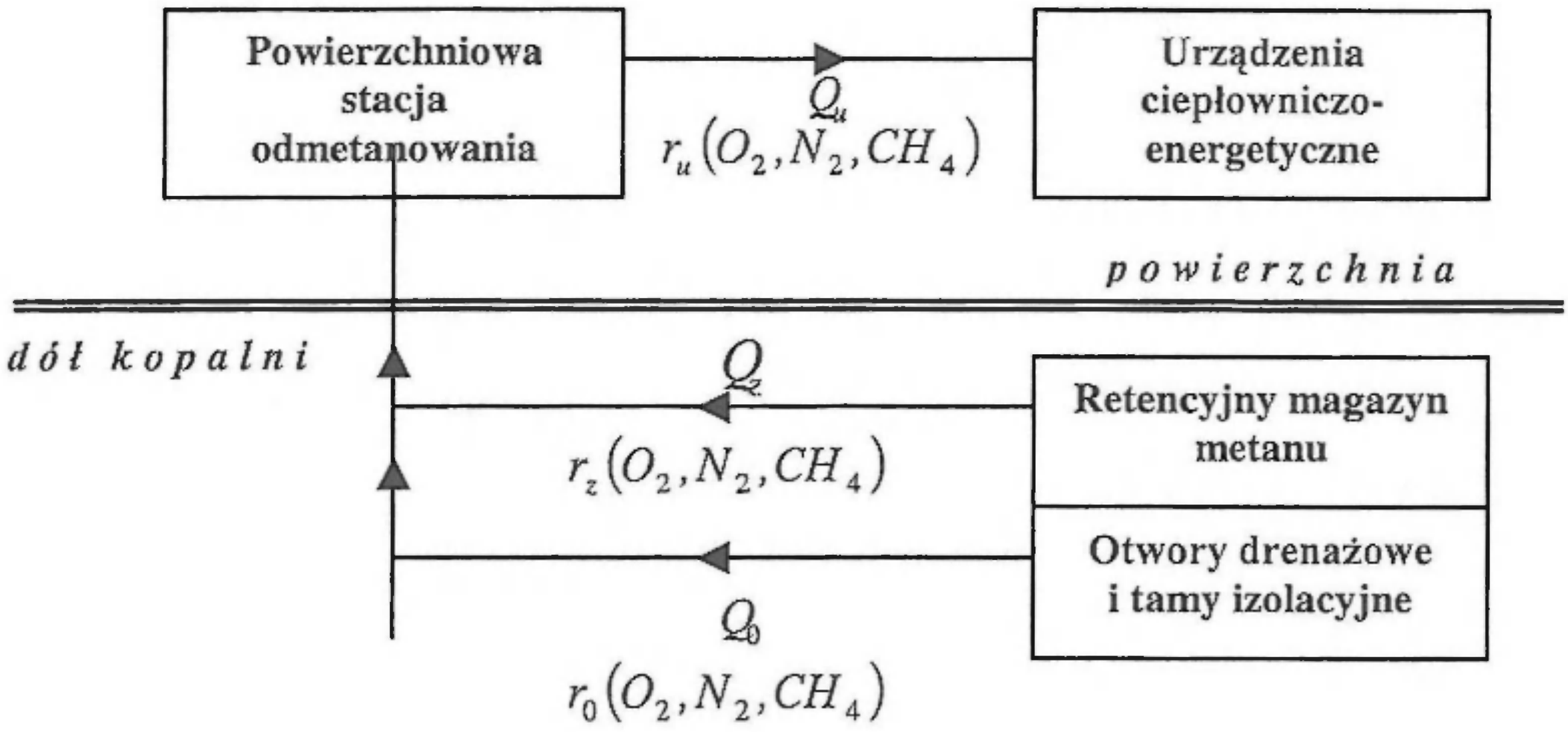


Rys. 2.1. Schemat ideowy retencji gazu z odmetanowania w kompleksie otamowanych wyrobisk i zrobów
Fig. 2.1. Schematic diagram of retaining gas from methane drainage in a complex of sealed headings and goafs

2.3. Objętość i pojemność zbiornika

Zbiorniki wykonane w górotworze nienaruszonym robotami eksploatacyjnymi w celu magazynowania gazu będą posiadać parametry objętościowe dokładnie zdeterminowane.

Zagadnienie minimalnej pojemności zbiornika jest bardzo proste do rozwiązania dla zbiornika szczelnego natomiast komplikacje występują w przypadkach dopuszczenia występowania nieszczelności zbiornika zlokalizowanego w górotworze, dla których muszą być zastosowane badania modelowe.



Rys. 2.2. Schemat przepływu gazu
Fig. 2.2. Gas flow schematic

2.4. Ciśnienie gazu w zbiorniku

Wielkość nadciśnienia gazu w zbiornikach w stosunku do ciśnienia bezwzględnego panującego na danej głębokości, uzależniona będzie głównie od pola potencjału aerodynamicznego.

Istotny wpływ na zmiany ciśnienia w zbiornikach będzie miała także praca sprężarek powodujących:

- napełnienie zbiornika, np. pompa wodokrężna wytwarza maksymalne nadciśnienie gazu, które może wynosić 30 kPa,
- opróżnienie zbiornika, np. sprężarki w stacji odmetanowania mogą wytworzyć maksymalne podciśnienie gazu, które może wynosić 15 ÷ 40 kPa.

Wielkości zmian ciśnienia uzależnione będą bardzo silnie od stopnia szczelności zbiornika.

2.5. Przepływ gazu w zbiorniku

Przepływ gazu w zbiorniku będzie następował pod wpływem spadku naporu spowodowanego oddziaływaniem:

- depresji naturalnej,
- depresji mechanicznej wentylatorów głównych,
- kompresji i depresji urządzeń do napełniania i opróżniania zbiornika.

Zależny będzie także od oporu górotworu i tam ograniczających zbiornik oraz parametrów przepływowych instalacji napełniającej i opróżniającej zbiornik.

3. Badanie szczelności zbiornika

Podstawowym warunkiem determinującym przydatność otamowanych wyrobisk górniczych jako PMG będzie ich szczelność, która w połączeniu z odpowiednim monitoringiem i controlingiem powinna zapewniać najwyższy stopień bezpieczeństwa wymagany przepisami górniczymi oraz stanem wiedzy naukowej i technicznej.

3.1. Badanie parametryczne

W przypadkach projektowania a także prowadzenia oceny możliwości wykorzystania wyrobiska górniczego dla celów magazynowania gazu należy stosować ocenę parametryczną, która polega na badaniu wielkości wypływu gazu ze zbiornika z wykorzystaniem analitycznej metody badań (rys. 3.1) oraz ustalonej procedury (rys. 3.2).

Dla 34 wybranych otamowanych wyrobisk i zrobów KWK "Zofiówka" przeprowadzono kompleksową ocenę parametryczną w aspekcie możliwości ich wykorzystania jako MG - metanu z odmetanowania.

Procedura oceny (rys. 3.2) pozwala wyznaczyć parametry szczelności otamowanych wyrobisk i zrobów, które mogą być wykorzystane jako MG w stanie pierwotnym lub po przystosowaniu technicznym.

Wyniki obliczeń (rys. 3.3) wykazały, że otamowane wyrobiska górnicze i zroby są nieszczelne i nie mogą być wykorzystane jako PMG.

PARAMETRY ZBIORNIKA

1. Model (A, B) .....
2. Objętość [m^3] .....
3. Ciśnienie absolutne [Pa] .....
4. Projektowane nadciśnienie [Pa] .....
5. Pojemność [m^3] .....

BADANIE SZCZELNOSCI GOROTWORU

$$v_{śr} = 10^{-8} \frac{k}{\eta}\left(\rho_{śr} g + \frac{\Delta p}{\Delta z} \right) \tag{3.1}$$

$$Q_c = S\, v_{śr} \tag{3.2}$$

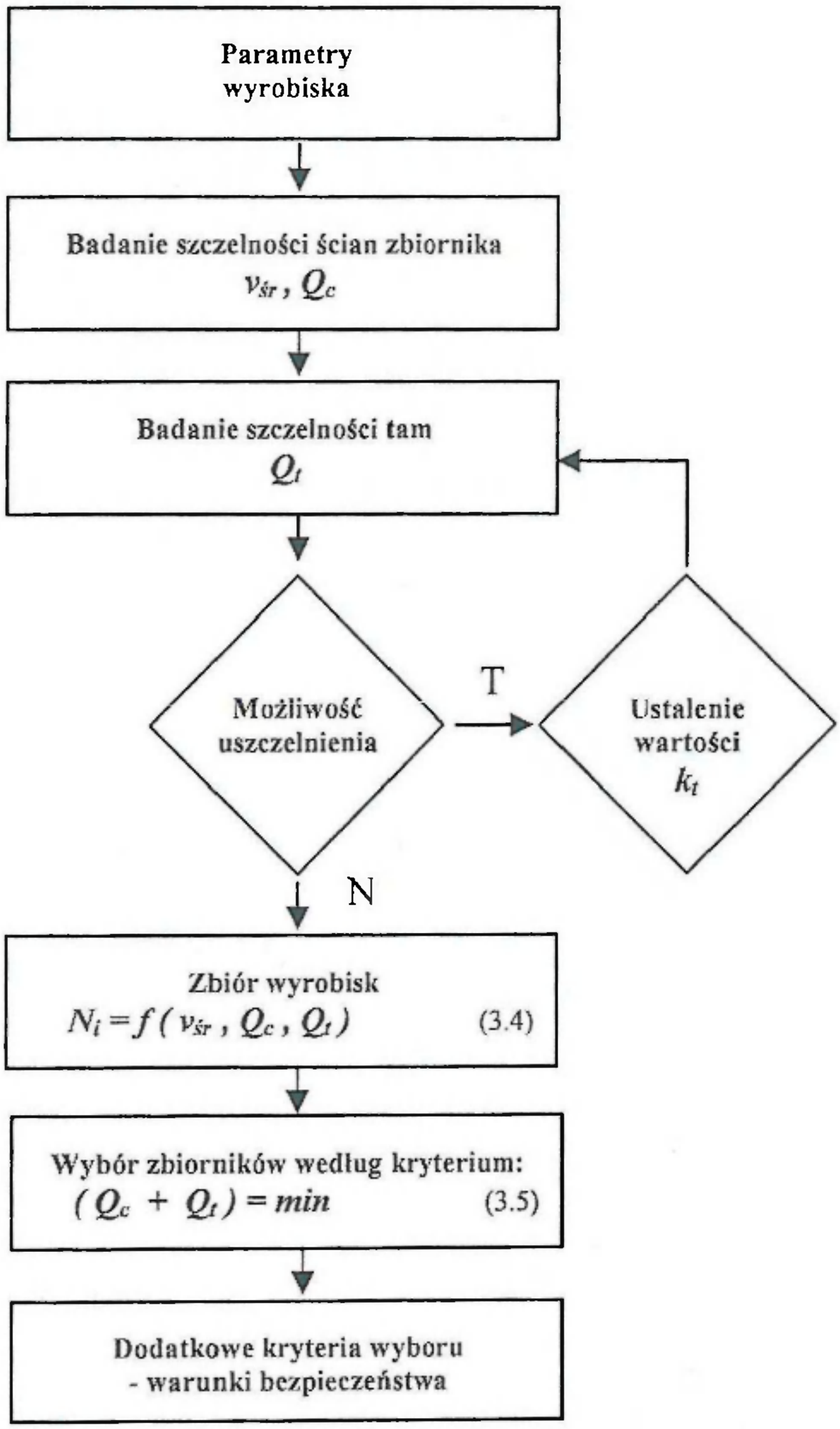
gdzie: $v_{śr}$ - średnia prędkość filtracji (wypływu) gazu [m/s],
k - współczynnik przepuszczalności [darcy],
η - współczynnik lepkości dynamicznej [cP],
Δp - różnica ciśnień między zbiornikiem a zrobami i wyrobiskami [Pa],
Δz - grubość półki skalnej [m],
ρ_{sr} - średnia gęstość mieszaniny gazów [kg/m^3],
g - przyśpieszenie ziemskie [m/s^2],
Q_c - wydatek objętościowy przepływu gazu przez ściany zbiornika [m^3/s],
S - pole powierzchni ścian zbiornika [m^2].

BADANIE SZCZELNOŚCI TAM

$$Q_t = k_t \sqrt{\frac{w_t A_t}{a}} \tag{3.3}$$

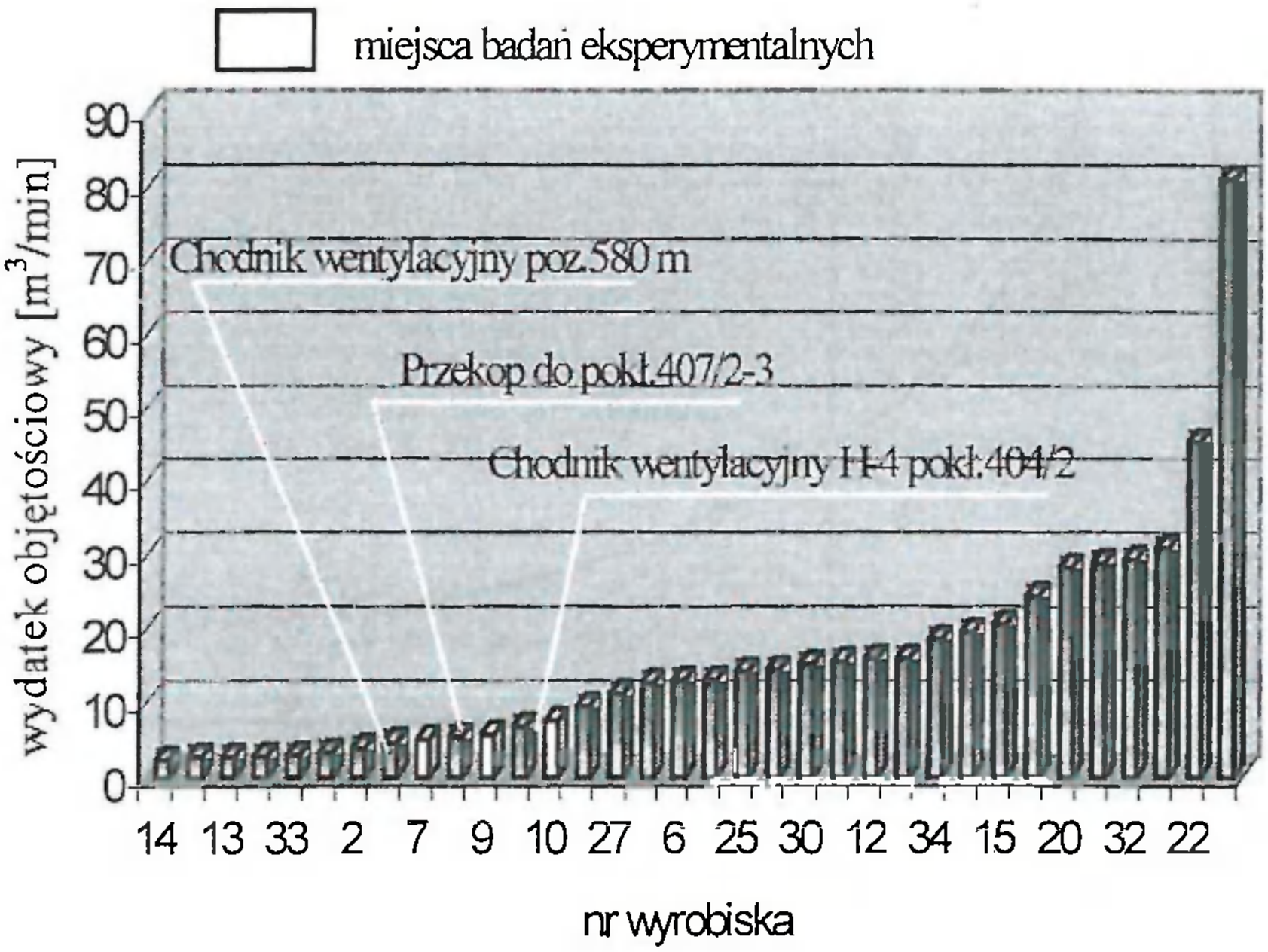
gdzie: Q_t - wydatek objętościowy przepływu gazu przez tamę [m^3/min],
k_t - współczynnik przepuszczalności tamy,
w_t - różnica ciśnienia na tamie (spadek naporu) [kG/m^2],
A_t - pole przekroju poprzecznego tamy [m^2],
a - grubość tamy [m].

Rys. 3.1. Analityczna metoda badań wypływu gazu ze zbiornika
Fig. 3.1. Analytical method of testing outflow of gas from reservoir



Rys. 3.2. Procedura badań szczelności zbiornika

Fig. 3.2. Reservoir leakproofness testing procedure



Rys. 3.3. Wydatek objętościowy przepływu gazu przez tamy izolacyjne i półki skalne

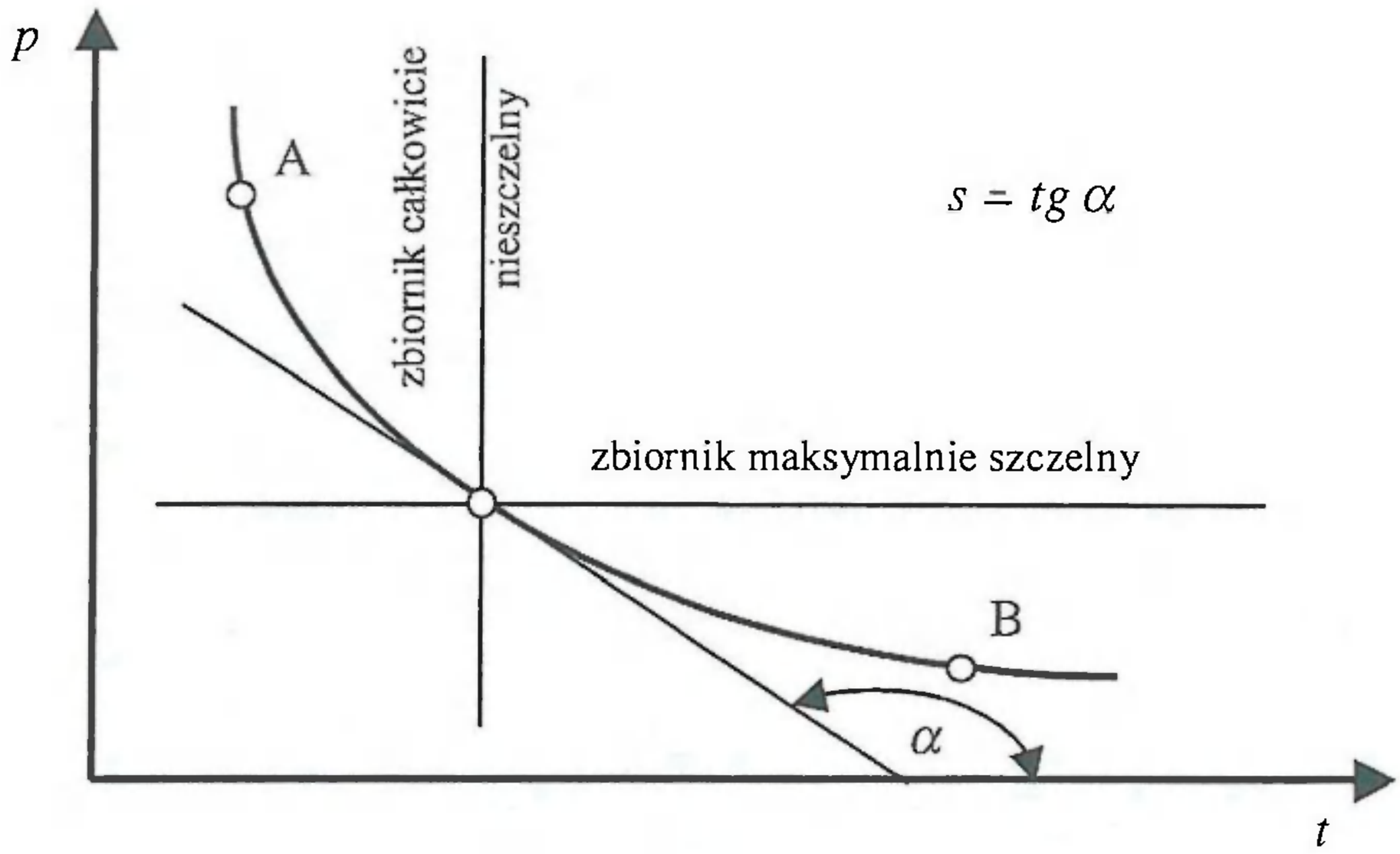
Fig. 3.3. Volume of gas flowing through sealing dams and rock shelves

3.2. Badanie zmian ciśnienia

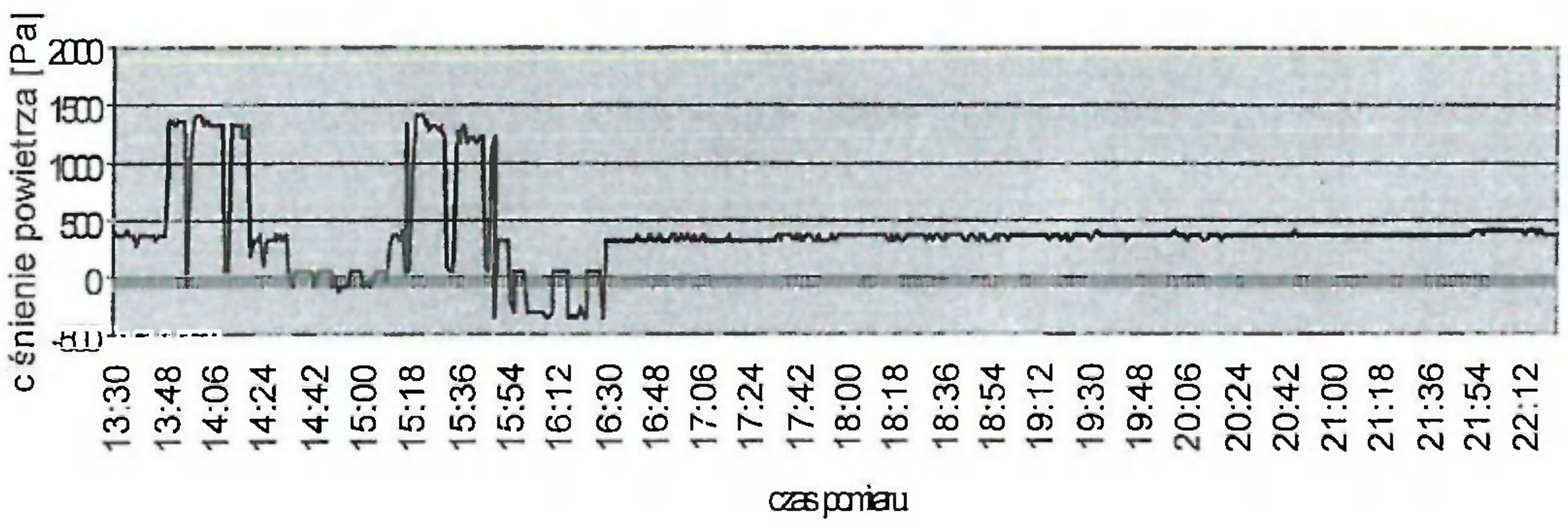
Dla oceny szczelności zbiornika in situ należy zbiornik napełnić powietrzem lub gazem i badać spadek ciśnienia powietrza lub gazu w czasie (rys. 3.4). Im pochodna $S_p = dp(t)/dt$ jest większa tym zbiornik jest bardziej nieszczelny. Należy tak projektować i wybierać takie wyrobiska aby S_p było możliwie małe.

$$S_p = \frac{dp(t)}{dt} = \frac{p(A) - p(B)}{t(A) - t(B)} \tag{3.6}$$

W KWK "Zofiówka" przeprowadzono pomiar zmian spadku naporu na tamie zamykającej zbiornik metanu (rys. 3.5) z których wynika, że w czasie podawania metanu do otamowanego wyrobiska górniczego wystąpiły małe zmiany ciśnienia (max. o 1500 Pa) co świadczy o małej jego szczelności.



Rys. 3.4. Spadek ciśnienia w czasie
Fig. 3.4. Pressure drop in time



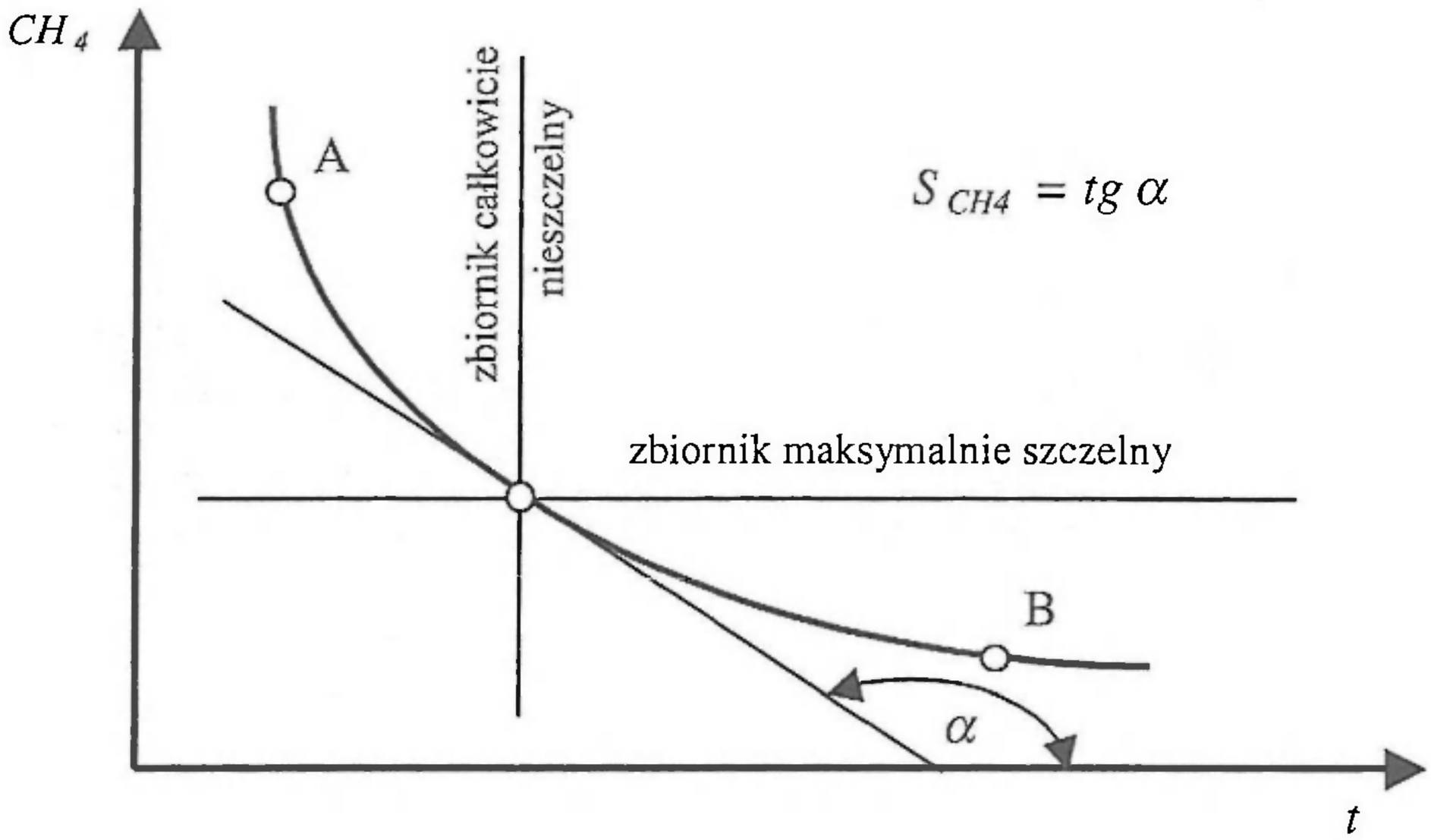
Rys. 3.5. Różnica ciśnienia powietrza pomiędzy otamowanym chodnikiem wentylacyjnym a objazdem szybu 4 z czynną wentylacją
Fig. 3.5. Air pressure difference between sealed air heading and by-pass of shaft 4 with operating ventilation

3.3. Badanie zmian stężenia gazów w zbiorniku

Ze względu na to, że mogą wystąpić bardzo małe zmiany ciśnienia, to przydatnym okazuje się wówczas badanie szczelności poprzez obserwację zmian stężenia gazów w PMG. Sposób ten polega na napełnieniu zbiornika gazem np. z odmetanowania o określonym stężeniu metanu i badaniu zmian tego stężenia w czasie t (rys. 3.6).

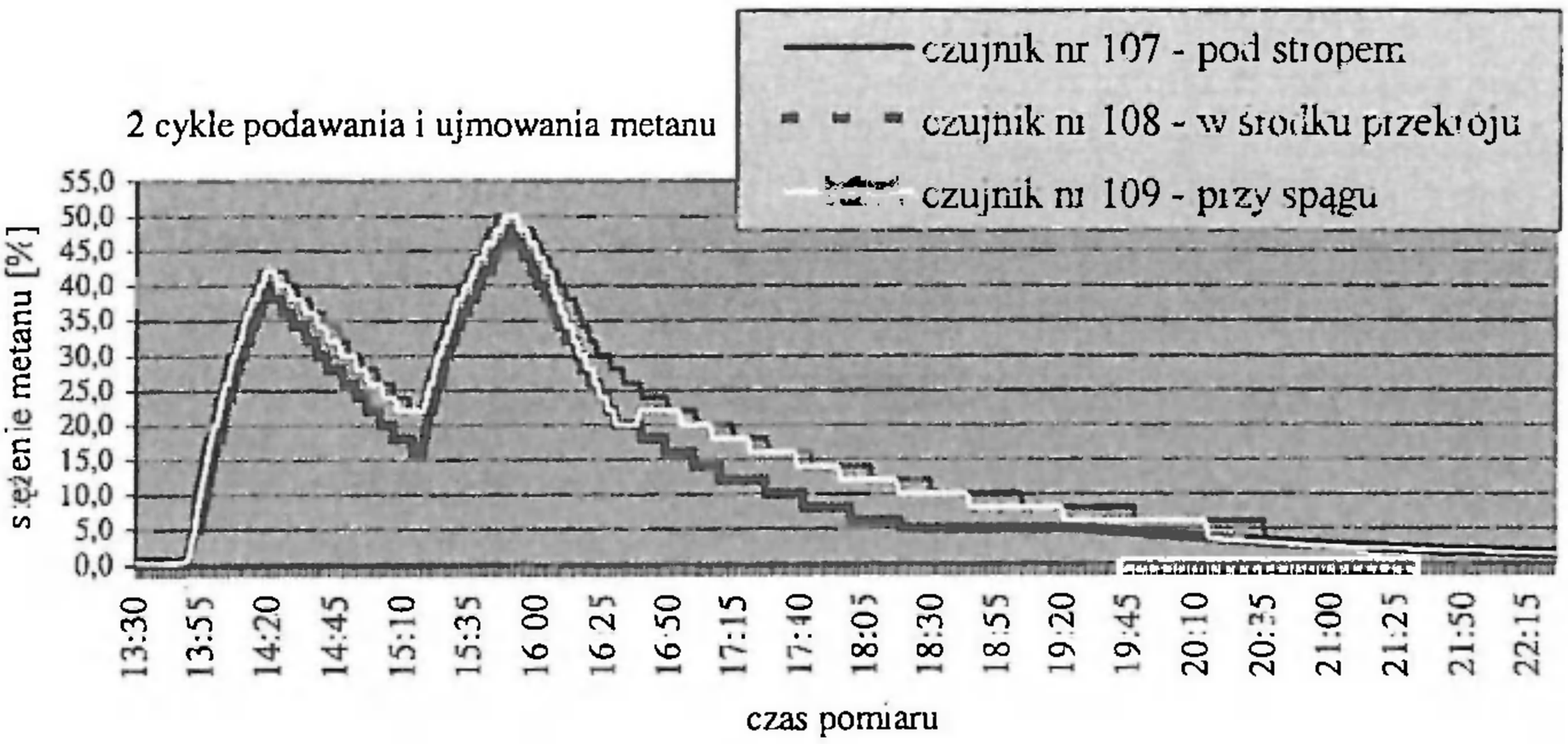
Miarą szczelności zbiornika jest zmiana stężenia metanu w czasie $S_{CH4} = dCH_4(t)/dt$.

$$S_{CH_4} = \frac{dCH_4(t)}{dt} = \frac{CH_4(A) - CH_4(B)}{t(A) - t(B)} \tag{3.7}$$



Rys. 3.6. Spadek stężenia metanu w czasie
Fig. 3.6. Methane concentration drop in time

W KWK „Zofiówka" zostały przeprowadzone badania zmian stężeń gazu w otamowanych wyrobiskach (rys. 3.7 i 3.8).Gradient spadku stężenia metanu w czasie potwierdza, że występuje stan nieszczelności PMG.



Rys. 3.7. Stężenie metanu na czujnikach stacji pomiarowej 1 w chodniku wentylacyjnym
Fig. 3.7. Methane concentration at sensors of measuring station 1 in air heading



Rys. 3.8. Stężenie metanu na stacji pomiarowej 1
Fig. 3.8. Methane concentration at sensors of measuring station 1

4. Możliwości poprawy szczelności zbiornika

Każdy zbiornik retencyjny gazu charakteryzuje się odpowiednią szczelnością, która zależna jest od:
- przepuszczalności górotworu, który jest ośrodkiem porowatym,
- oporu zamknięć - tam przeciwwybuchowych.

Przepuszczalność górotworu można zwiększyć przez uszczelnienie np. cementację, klejenie, pokrywanie szczelnymi powłokami, itp.

Poprawę szczelności tam przeciwwybuchowych a tym samym zwiększenie ich oporu można uzyskać poprzez zmianę konstrukcji (głównie grubości) tam i materiałów używanych do ich budowy oraz zastosowanie środków podobnych jak w przypadku górotworu.

Oczywiście zbiorniki magazynujące gazy o wysokich nadciśnieniach powinny być specjalnie wykonane w górotworze o bardzo niskiej gazoprzepuszczalności i zamknięte tamami o dużej oporności.

5. Zasady technologiczne eksploatacji zbiorników

Przeprowadzone badania doświadczalne i modelowe pozwalają sformułować szereg zasad ogólnych dotyczących technologii eksploatacji podziemnych zbiorników - magazynów metanu, gazu z odmetanowania pokładów węgla.

Układ technologiczny składa się z następujących głównych urządzeń:
- zbiornika jako magazynu gazu,

- urządzeń napełniających gazem zbiornik (np. sprężarki, rurociągi, itp.),
- urządzeń ujmujących gaz ze zbiornika (np. sprężarki powierzchniowe i sieci rurociągów).

W zakresie technologicznym można wyróżnić następujące cykle eksploatacyjne zbiornika gazu:

- cykl wstępnego napełniania gazem prowadzący do wypełnienia w stopniu jednorodnym całej przestrzeni zbiornika gazem dostarczanym,
- cykl roboczy napełniania zbiornika gazem,
- cykl roboczy ujmowania gazu.

Cykle robocze napełniania i ujmowania gazu powinny być prowadzone tak, aby w zbiorniku nie wystąpił spadek stężenia metanu poniżej 20% .

6. Stwierdzenia i wnioski

Na podstawie przeprowadzonych badań parametrycznych i eksperymentalnych można sformułować następujące stwierdzenia:

a) Opracowana metoda określania szczelności otamowanych wyrobisk i zrobów pozwala dokonać wstępnej oceny możliwości wykorzystania otamowanych wyrobisk górniczych dla pełnienia funkcji podziemnych zbiorników (magazynów) gazu.
b) Z uwagi na lokalizację w górotworze (ośrodek porowaty) i sposób otamowania a także w wyniku oddziaływania nadciśnienia gazów złożowych, zbiornikowych oraz depresji wentylacji kopalni wyrobiska górnicze, które mogą być wykorzystane jako podziemne zbiorniki (magazyny) gazu, są nieszczelne i charakteryzują się różną przepuszczalnością gazów wynoszącą na podstawie badań parametrycznych od kilku do kilkudziesięciu m^3 gazu/min.
c) Badania eksperymentalne trzech otamowanych wyrobisk górniczych pod kątem przepuszczalności gazów potwierdziły różny stopień ich nieszczelności.
d) W czasie eksperymentów nie uzyskano znacznych wzrostów nadciśnienia gazu w badanych wyrobiskach w wyniku wypełniania ich gazem z odmetanowania, a maksymalny wzrost różnicy ciśnienia na tamie izolacyjnej wyniósł 1100 Pa.
e) Badania szczelności przeprowadzono w KWK "Zofiówka" mierząc zmiany stężenia metanu w czasie oraz wyznaczając prędkość zmian w czasie $S_{CH4}(t)$, z których wynika, że dla:
   - przekopu do pokł.407/2-3 prędkość zmian wynosi od 4,442 do 13,501 % CH_4/min,
   - chodnika wentylacyjnego H-4 pokł.404/2 prędkość zmian wynosi od 0,07085 do 0,1775 % CH_4/min,
   - chodnika wentylacyjnego poz.580 m prędkość zmian wynosi 0,1609 % CH_4/min.
f) Z badań eksperymentalnych wynika, że największą szczelność uzyskano w chodniku wentylacyjnym H-4 pokł.404/2 oraz chodniku wentylacyjnym poz.580 m.
g) Badania sprawności technologicznej działania urządzeń technicznych i zbiornika w aspekcie możliwości napełniania i opróżniania zbiornika potwierdziły ich przydatność dla prowadzenia retencyjnego magazynowania gazu z odmetanowania w przystosowanych podziemnych wyrobiskach górniczych.
h) Wskazana jest kontynuacja badań mających na celu opracowanie metod umożliwiających poprawę szczelności wyrobisk przeznaczonych do wykorzystania jako retencyjne maszyny-zbiorniki metanu.

Literatura

[1] Berger J.: Ocena możliwości wykorzystania otamowanych wyrobisk górniczych w kopalni węgla kamiennego dla retencyjnego magazynowania metanu z odmetanowania. Praca doktorska, AGH, Kraków 2002.
[2] Nawrat S.: Eksperymentalne i modelowe badania procesu wypełniania metanem otamowanych wyrobisk w kopalniach węgla kamiennego. EMAG, Centrum Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa, Katowice 1999 nr. 1 (11).
[3] Pawiński J., Roszkowski J., Strzemiński J.: Przewietrzanie kopalń. Śląskie Wydawnictwa Techniczne, Katowice 1995.
[4] Trutwin W.: Wpływ warunków przewietrzania na stężenie metanu w wyrobiskach kopalnianych. Górnictwo 1973, t.11 z.2.

A Retentive Reservoir of Methane in an Underground Coal Mine

Abstract

The control and regulation of gaseous states in sealed headings and goafs is a very important problem in coal mines, especially in view of the dangers associated with endogenic fires and explosions of methane or fire gases.

The compositions and concentrations of gases in sealed headings and goafs can be influenced by means of the following factors:

- natural factors – the inflow of methane and carbon dioxide from the rock mass,
- internal factors – the inflow and outflow of goaf gases and the inflow of the products of oxidation and coal burning in goafs,
- external factors – the inflow of air caused by ventilation and methane drainage,
- external invasive factors – the supply of inert gases or the mixtures of air and methane and the mixtures of goaf gases by means of installations.

Because of its considerable effectiveness in limiting the hazards associated with fires and explosions of fire gases, the methane filling method has been applied on numerous occasions in the coal mines belonging to the Jastrzębie Coal Mining Holding in the period 1978 – 1998.

In order to acquire a full knowledge on the course of filling sealed headings and goafs with methane, experimental research was conducted in normal conditions in sealed areas of longwalls in the "Pniówek" and "Zofiówka" coal mines, which are characterized as containing the greatest absolute methane-bearing capacities in Poland. In the process of methane filling, in sealed headings and goafs appeared non-explosive mixtures because of the excess of methane, which is extremely important for work safety. During the experiment the oxygen content was falling proportionately to the increase in methane concentration, which had a favourable influence on reducing the hazard of an endogenic fire in goafs.

For designing a methane filling process for sealed headings and goafs, and especially for the evaluation of changes in gas concentrations and safety, a mathematical model has been developed. Such a mathematical model, supported by computer calculations, makes it possible to carry out simulations of the influence of particular parameters on the effectiveness of the pro-

cess. Computer simulations generate additional information on changes taking place in the composition of gases in a given area that are not obtained by means of experimental research.

It was shown experimentally that the application of the method of filling sealed goafs and headings with methane enabled:

- to regulate within a specific range the composition and concentration of goaf gases, especially the concentration of methane and oxygen,
- to change under control the composition and concentration of gases – the air-methane mixture
- with a view to reducing its explosiveness,
- to lower the concentration of oxygen, and by this, to reduce considerably the possibility or speed of the development of the process of self-heating of coal or an endogenic fire.

This paper is a contribution to the development of the scientific principles of the invasive filling of sealed headings and goafs with gases with a view to regulating the composition and concentration of goaf gases with respect to fire and explosion hazards, which consequently should improve work safety in coal mines.

Recenzent: prof. dr hab.inz. Nikodem Szlązak

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.21–34

Marian BRANNY, Józef WACŁAWIK
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków, e-mail: waclawik@agh.edu.pl
Ludmiła BORODULIN-NADZIEJA
Akademia Medyczna, Wrocław
Zbigniew BRYJA, Marek KOWALIK
Zakłady Górnicze „Polkowice-Sieroszowice", Polkowice

Warunki klimatyczne w wyrobiskach solnych kopalni „Polkowice-Sieroszowice"

Słowa kluczowe

bilans cieplny organizmu - kryteria obciążenia cieplnego

Streszczenie

W północnej części obszaru górniczego kopalń rud miedzi Zagłębia Legnicko-Głogowskiego zalega na głębokości około 1000 m złoże soli kamiennej. Kopalnia „Polkowice-Sieroszowice" prowadzi w pokładzie solnym roboty górnicze od 1991 roku. W wyrobiskach drążonych ze wschodniej części pola w kierunku podszybi szybów centralnych panują trudne warunki klimatyczne. Temperatura powietrza na termometrze suchym wynosi 34÷36°C, na termometrze wilgotnym 23÷25°C, prędkość przepływu powietrza około 0,5 m/s.

Przeprowadzono obliczenia wymiany ciepła między ciałem górnika a otoczeniem przy założeniu stanu stacjonarnego oraz ogólnego równania bilansu:

$$M = \pm C \pm R + B + E$$

gdzie:

M – ciepło metabolizmu,
C – ciepło wymienione drogą konwekcji,
R – ciepło promieniowania,
B – ciepło przekazane drogą oddychania,
E – straty ciepła poprzez parowanie.

Dla różnorodnych warunków panujących w otoczeniu górnika wyliczono temperaturę średnią jego skóry, stopień zawilgocenia ciała, efektywność procesu odparowania potu, utratę wody na skutek parowania.

Przyjęto, że miarą obciążenia cieplnego górnika jest wartość średniej temperatury jego skóry oraz utrata wody spowodowana procesem odparowania.

1. Wyrobiska solne w Zakładach Górniczych „Polkowice-Sieroszowice"

Pokład soli kamiennej zalega w rejonie środkowym i północnym pola nadania „Sieroszowice", 20÷120 m powyżej łupku miedzionośnego. Zasoby soli kamiennej na terenie całego LGOM wynoszą około 82 mld ton, a do głębokości 1200 około 42 mld ton. Zasoby soli „czystych" do głębokości 1200 m są równe w przybliżeniu 16 mld ton. Na podstawie wyników uzyskanych podczas wierceń ustalono i zatwierdzono w kategorii C-1 zasoby na obszarze „Sieroszowice", które dla gatunku I do głębokości 1000 m wynoszą 86,6 mln ton, a poniżej 1000 m 2809,9 mln ton. Zaleganie pokładu solnego charakteryzuje się znaczną zmiennością. Na obszarze pola „Sieroszowice" głębokość spągu zmienia się od 631 m w części południowej złoża do 1229 m w części północnej. Przeprowadzone badania petrograficzne, jakości, zasobów i górniczych możliwości zagospodarowania złoża soli kamiennej prowadzą do wniosku, że obszar LGOM dysponuje praktycznie niewyczerpalną bazą soli kamiennej, o jakości umożliwiającej wszechstronne jej wykorzystanie [Garlicki 1996].

Wyrobiska w złożu solnym prowadzone są w celu uzyskania połączenia wentylacyjnego między udostępnioną szybem SW-1 wschodnią częścią pola „Sieroszowice", a robotami prowadzonymi w sąsiedztwie podszybi SG-1 i SG-2. Połączenie to ma dostarczać świeże powietrze do robót prowadzonych w złożu rudy miedzi.

Wykonywane w pokładzie soli kamiennej w północno-zachodniej części kopalni Polkowice-Sieroszowice przekopy PS-1, PS-2 i PS-3 zalegają 40÷60 m nad złożem rudy miedzi. W wyrobiskach drążonych w złożu soli od strony szybu SW-1 panują trudne warunki klimatyczne, związane z wysoką temperaturą powietrza na termometrze suchym, przy umiarkowanej temperaturze na termometrze wilgotnym. Temperatura pierwotna skał na głębokości wyrobisk solnych wynosi prawie 40°C. Przy urabianiu skał i transporcie urobku stosowane są maszyny i urządzenia napędzane silnikami elektrycznymi i spalinowymi. Wydatki powietrza w wyrobiskach solnych o dużym polu przekroju poprzecznego zapewniają prędkość przepływu równą od około 0,5 do 1 m/s.

Powietrze przepływające przez wyrobiska wydrążone w soli charakteryzuje się niską wilgotnością. W związku z tym strumień ciepła odprowadzony z organizmu człowieka drogą parowania potu może kilkakrotnie przekraczać strumień wymieniany w ten sposób w wilgotnych wyrobiskach kopalń węgla. W środowisku o temperaturze powietrza na termometrze suchym równej lub wyższej od średniej temperatury skóry ciała odprowadzanie ciepła z organizmu odbywa się przede wszystkim drogą odparowania potu. Gdy temperatura powietrza przekracza średnią temperaturę skóry człowieka, nagrzewanie ciała następuje nie tylko drogą metabolizmu lecz także konwekcji i promieniowania. W takim przypadku parowanie potu odprowadza ciepło wywiązujące się wewnątrz organizmu oraz przekazane do ciała z otoczenia.

2. Spodziewane warunki klimatyczne

Warunki klimatyczne w drążonych przekopach solnych w istotnym stopniu różnią się od tych, jakie występują w wyrobiskach prowadzonych w złożu rud miedzi lub w kopalniach węgla. W powietrzu płynącym przez wyrobiska solne nie zachodzi w ogóle lub jedynie w bardzo ograniczonym zakresie zamiana ciepła jawnego, wyrażającego się wartością temperatury, na ciepło niejawne, związane ze stopniem nawilżenia powietrza. W wyrobiskach solnych powietrze ma niską wilgotność. W zawilgoconych wyrobiskach, które przeważają w kopalniach wę-

gla lub rud, parowanie wilgoci w dużym stopniu następuje kosztem entalpii powietrza. Na znaczną ilość ciepła płynącą do powietrza od skał solnych ma wpływ także wysoka wartość współczynnika przewodnictwa cieplnego skał solnych. Przy takich samych źródłach ciepła w kopalni węgla przyrost temperatury powietrza byłby niższy i następowałby znaczny wzrost wilgotności powietrza. Temperatury powietrza na termometrze suchym w istniejących i projektowanych wyrobiskach solnych przekraczają wartości spotykane w podobnych warunkach. W wyrobiskach solnych pracują maszyny o napędzie spalinowym: jedna ładowarka ŁK-2, jeden obrywak SWB, 3 wozy odstawcze, a także maszyny o napędzie elektrycznym: kombajn Alpina AM 85P oraz przenośnik taśmowy Legmet 1000. Założono, że powietrze świeże w rejon przodków przekopów PS-0, PS-1, PS-2 i PS-3 drążonych w soli dopływa tylko przekopem PS-0, powietrze zużyte z rejonu przodków odprowadzane jest przekopami PS-1, PS-2 i PS-3, transport urobku i materiałów odbywa się w zużytym prądzie powietrza, przecinki pomiędzy przekopami PS-0 i PS-1 są starannie otamowane.

3. Ocena obciążenia cieplnego pracowników

3.1. Bilans cieplny organizmu człowieka

Temperatura wewnętrzna ciała człowieka ustala się pod wpływem zysków i strat ciepła. Do zysków zalicza się ciepło przemiany metabolicznej M, do strat ciepło wymienione z otoczeniem drogą konwekcji C, promieniowania R, oddychania B, parowania potu E. W razie wysokiej temperatury powietrza na termometrze suchym T_a, wyższej od temperatury skóry ciała T_{sk}, do zysków ciepła należy także konwekcja C i promieniowanie R Akumulacja ciepła A w ciele jest równa różnicy zysków i strat ciepła:

$$A = M \pm C \pm R - B - E, \ W/m^2 \tag{3.1}$$

Pole temperatury ciała, a w szczególności średnia temperatura skóry ciała, ustala się na poziomie zrównania zysków ze stratami ciepła, a stan taki nazywa się równowagą cieplną organizmu. Dzięki procesom termoregulacji organizm człowieka ma możliwość utrzymania równowagi cieplnej w szerokim przedziale parametrów fizycznych otoczenia, nawet w przypadku braku komfortu cieplnego. Temperatura skóry ciała T_{sk} ma bezpośredni wpływ na gęstości strumieni ciepła wymienianych drogą konwekcji C, promieniowania R i parowania potu E. W modelowaniu numerycznym wymiany ciepła między ciałem a otoczeniem przyjmuje się, że w stanie równowagi cieplnej uzyskana z obliczeń suma $\pm C \pm R - B - E$ powinna być równa M. Jeśli tak nie jest, to różnica tych wielkości służy do wyznaczenia poprawki na średnią wartość temperatury skóry ciała T_{sk}, według odpowiedniej procedury numerycznej.

W obliczeniach związanych z modelowaniem wymiany ciepła między ciałem górnika a jego otoczeniem w wyrobiskach solnych przyjęto następujące założenia: temperatura powietrza na termometrze suchym przyjmuje wartości z przedziału $T_a = 29 \div 52°C$, temperatura na termometrze wilgotnym $T_m = 27°C$, prędkość przepływu powietrza: $v_a = 0{,}5, 1, 2$ m/s, metabolizm: $M = 120, 165$ W/m^2. Przyjęto, że temperatura promieniowania T_r jest równa temperaturze powietrza na termometrze suchym T_a. Rozpatrywano trzy warianty ubioru górnika: lekki, przeciętny oraz ciepły. Wybrane wyniki tych obliczeń zestawiono w tablicy 3.1.

Tablica 3.1. Porównanie strat i zysków ciepła przy różnych ubiorach górników
Table 3.1. Comparison of heat loss and gain in various miners suits
$M = 165\ W/m^2$, $T_m = 27\ ^oC$, $T_r = T_a$, $v = 1.0\ m/s$

T_a, °C	R_{cl}, clo	T_{sk}, °C	ω	C, W/m^2	R, W/m^2	B, W/m^2	E, W/m^2
33	0.33	33.129	0.7763	0.802	0.427	11.386	152.386
	0.5	33.512	0.8221	2.850	1.418	11.386	149.346
	1.0	34.338	0.9982	5.464	2.391	11.386	145.760
35	0.33	33.264	0.7923	-10.817	-5.836	11.553	170.099
	0.5	33.611	0.8446	-7.730	-3.900	11.553	165.076
	1.0	34.427	1.00	-2.340	-1.040	11.553	156.827
43	0.33	33.679	0.8567	-58.084	-33.019	12.231	243.873
	0.5	33.966	0.9062	-50.465	-26.930	12.231	230.164
	1.0	34.867	1.00	-33.224	-15.745	12.231	201.739
45	0.33	33.762	0.8720	-70.034	-40.328	12.402	262.960
	0.5	34.000	0.9204	-61.223	-33.126	12.402	246.948
	1.0	34.987	1.00	-40.904	-19.692	12.402	213.194

Konwekcja

Intensywność konwekcji zależy od różnicy temperatur skóry ciała i powietrza a także, poprzez współczynnik przejmowania ciepła, od prędkości powietrza. Współczynnik proporcjonalności zawiera także parametr związany z oporem cieplnym ubioru.

Przy prędkości powietrza v = 0,5 m/s współczynnik przejmowania ciepła jest równy 6,1 $W/(m^2K)$. Gdy temperatura powietrza na termometrze suchym jest niższa od temperatury skóry ciała, równej około 34°C, konwekcja powoduje odprowadzanie ciepła z ciała górnika. Przy wyższych temperaturach powietrza ciepło przenoszone jest z otoczenia do organizmu. Przy najwyższej przewidywanej temperaturze w wyrobiskach solnych, równej 43°C, gęstość strumienia konwekcji wynosi około - 42 W/m^2. Przy prędkościach przepływu powietrza mniejszych od v = 0,5 m/s strumień ciepła przenoszonego mechanizmem konwekcji jest mniejszy, a dla wartości większych v =1 oraz v = 2 m/s gęstości strumieni konwekcji równe są odpowiednio około 58 i 81,5 W/m^2.

Promieniowanie R

Strumień ciepła wymieniony poprzez promieniowanie jest proporcjonalny do różnicy temperatury promieniowania i temperatury zewnętrznej ubioru lub odsłoniętego ciała. Wartość zlinearyzowanego współczynnika wymiany ciepła przez promieniowanie h_r w wyrobiskach solnych wynosi $h_r = 6,3 \div 7,7\ W/(m^2K)$. Przy małych prędkościach przepływu powietrza, równych v = 0,25 lub v = 0,5 m/s gęstość strumienia ciepła promieniowania nie różni się istotnie od gęstości strumienia ciepła konwekcji. Ze wzrostem prędkości ciepło konwekcji powiększa się znacznie, natomiast ciepło promieniowania wolno maleje. W szczególności w temperaturze

T_a = 43°C dla v = 0,5, 1,0 i 2,0 m/s gęstość strumienia ciepła wynosi odpowiednio R = 34, 33 i 30,6 W/m^2. Przy niskich temperaturach otoczenia organizm człowieka traci przez promieniowanie około 10 % ciepła przemian metabolicznych M.

Oddychanie B

Gęstość strumienia ciepła przekazywanego do otoczenia drogą oddychania zależy głównie od wydatku powietrza wdychanego $m_{odd.}$ i jego temperatury na termometrze wilgotnym T_m. Gęstość strumienia ciepła wymienionego drogą oddychania B wynosi około 5% gęstości metabolizmu. Z tego powodu w bilansie energetycznym człowieka ciepło to nierzadko jest pomijane.

Parowanie potu E

Gdy natężenie pracy jest małe a mikroklimat korzystny, pocenie nie występuje, a wymiana wilgoci przez skórę realizuje się mechanizmem dyfuzyjnym. Gdy cieplne warunki są niekorzystne lub metabolizm wysoki, udział parowania potu w odprowadzaniu ciepła z ciała człowieka jest znaczący. W zakresie występujących i spodziewanych temperatur powietrza w wyrobiskach solnych mechanizm przenoszenia ciepła z ciała pracownika do otoczenia drogą parowania potu ma zasadnicze znaczenie. Przy temperaturze powietrza niższej od temperatury skóry ciała ciepło metabolizmu odprowadzane jest drogą parowania potu, a także konwekcji i promieniowania. Natomiast po osiągnięciu i przekroczeniu przez temperaturę powietrza temperatury skóry ciała parowanie potu pozostaje właściwie jedyną drogą odprowadzania ciepła z ciała człowieka. Do zysków ciepła wtedy należy nie tylko przemiana metaboliczna, lecz także ciepło odbierane od otoczenia drogą konwekcji i promieniowania. Ciepło wymieniane drogą oddychania charakteryzuje się małą wartością liczbową.

Całkowity strumień potu jest proporcjonalny do pola zwilżonej części skóry ciała człowieka oraz do różnicy prężności pary wodnej przy skórze ciała e_{sk} i w strumieniu powietrza otoczenia e_a. Stosunek pola tej części skóry ciała, która jest zwilżona potem F_{Duw}, do pola skóry całego ciała F_{Du} nazywa się współczynnikiem nawilżenia skóry ω. Przy wilgotnej powierzchni skóry ciała prężność pary wodnej odpowiada stanowi nasycenia w panującej tam temperaturze i ma stosunkowo wysoką wartość. Jednocześnie w strumieniu przepływającego przez wyrobiska solne suchego powietrza, o niskiej temperaturze na termometrze wilgotnym, prężność wilgoci jest mała. Na intensywność parowania potu ma wpływ, zależny od prędkości przepływu powietrza, współczynnik przejmowania wilgoci. Korzystniejsze warunki do odbioru ciepła parowania przez otoczenie panują przy większej prędkości powietrza.

Jeśli temperatura powietrza na termometrze suchym i wilgotnym wynosi odpowiednio T_a = 33°C, T_m = 27°C, prędkość powietrza v = 0,5 m/s, a ubiór jest lekki to gęstość strumienia ciepła parowania potu wynosi około E = 147 W/m^2. Pot pokrywa 88% powierzchni ciała. Natomiast jeśli temperatura powietrza wynosi T_a = 43°C, T_m = 27°C, a pozostałe parametry nie ulegną zmianie, to gęstość strumienia parowania potu równa E = 229 W/m^2 równoważy metabolizm M = 165 W/m^2, konwekcję C = 42 W/m^2 oraz promieniowanie R = 34 W/m^2. Odbiór ciepła drogą parowania potu w niewielkim stopniu uzupełnia oddychanie: B = 12 W/m^2. Prawie cała powierzchnia ciała (98%) pozostaje zwilżona potem.

W przypadku mniejszej prędkości przepływu powietrza v = 0,25 m/s i przy niezmienionych pozostałych parametrach, gęstości strumieni ciepła wymieniane drogą parowania potu i kon-

wekcji są mniejsze o około 10 W/m^2. Stopień zawilgocenia i temperatura skóry są wyższe w porównaniu z wartościami odpowiadającymi v = 0,5 m/s. W przypadku większych prędkości przepływu i wyższych temperatur powietrza rośnie ciepło konwekcji przekazywane z otoczenia do ciała i ciepło wymieniane drogą parowania potu. Przykładowo, jeśli powietrze osiągnie T_a = 43°C, T_m = 27°C a prędkość wynosi v = 1 m/s to C = -50,5 W/m^2 oraz E = 230 W/m^2, przewyższając metabolizm o 75 W/m^2. Przy jeszcze wyższej prędkości v = 2 m/s obliczone wartości są równe C = -67 W/m^2, E = 243 W/m^2.

3.2. Kryteria obciążenia cieplnego organizmu (stresu cieplnego) oraz napięcia

Równowaga cieplna jest utrzymywana dzięki ciągłej regulacji biofizycznej, która może następować drogą fizjologiczną i behawioralną. Współdziałanie tych mechanizmów, kształtujących procesy produkcji ciepła w organizmie i wymiany z otoczeniem, zapewnia utrzymanie praktycznie stałej, bliskiej 37°C, temperatury wewnętrznej ciała, w różnorodnych warunkach otoczenia. Termoregulacja behawioralna przebiega z udziałem kory mózgowej, a więc z pełną świadomością. Podstawowe mechanizmy służące termoregulacji przebiegają odruchowo, bez świadomości człowieka. Odruchowo przestrajane są przede wszystkim: układ krążenia, układ oddechowy, nerki i przewód pokarmowy. Zmiany w działaniu różnych układów fizjologicznych, biorących udział w rozpraszaniu ciepła i utrzymywaniu stałej temperatury wewnętrznej, można uznać za „koszt fizjologiczny" homeostazy termicznej. Przykładowo im większe są zmiany w działaniu układu krążenia, czego wyrazem jest między innymi wzrost tętna, tym wyższy jest „koszt fizjologiczny" utrzymywania stałej temperatury wewnętrznej. Z fizjologicznego punktu widzenia wykonywanie pracy umiarkowanej w warunkach komfortu cieplnego prowadzi do następujących zmian w organizmie człowieka: wentylacja płuc 21÷35 l/min, częstość tętna do 120 uderzeń/min, temperatura wewnętrzna ciała 37,6°C. Regulacja fizjologiczna uruchamia się wtedy, gdy regulacja behawioralna jest niezadowalająca. W trudnym mikroklimacie „koszt fizjologiczny" powiększa się. Istnieją określone ograniczenia tego wzrostu, wynikające z konieczności ochrony zdrowia.

Czynnikami, wywołującymi związany z obciążeniem cieplnym stres oraz towarzyszące mu napięcia, są:

- podwyższona temperatura ciała, której pewną miarą jest przyrost średniej temperatury skóry do wartości odpowiadającej zrównaniu zysków ciepła ze stratami przekazywanymi do otoczenia,
- zwiększony stopień nawilżenia powierzchni skóry ciała,
- znaczne wydzielanie potu, które może przyczynić się do odwodnienia organizmu,
- zwiększenie obciążenia układu krążenia określone termiczną składową przyrostu tętna
- w warunkach pracy.

Ubytki wody w organizmie

Na skutek zróżnicowanych warunków odbioru potu przez otoczenie oraz nierównomiernego wydzielania na powierzchni ciała, pot występuje w postaci kropel przed stanem zwilżenia całej powierzchni skóry. W związku z tym używa się dwóch wielkości SW – gęstości strumienia wydzielenia potu oraz E – gęstości strumienia parowania potu. Gęstość strumienia potu SW podaje się w postaci gęstości strumienia masy potu w g/(hm^2) lub jako równoważnik utajonego ciepła odparowania w W/m^2. Gęstość strumienia entalpii parowania jest równa iloczynowi cie-

pła parowania wody r_w i gęstości strumienia masy parującego potu. Przenikający w czasie 1 godziny 1 g potu przez 1 m^2 powierzchni skóry o temperaturze $T_{sk} = 34°C$ jest równoważnikiem gęstości mocy 0,6726 W/m^2. Natomiast z odebraniem z powierzchni ciała strumienia ciepła niejawnego 1 W/m^2 wiąże się odparowanie potu równe 1,4868 g/(hm^2). Przeliczenie to ma charakter czysto formalny, gdyż w rzeczywistości na powierzchni skóry odparowuje tylko część strumienia wydzielanego z wnętrza organizmu potu SW. Natomiast pewna część spływa po skórze lub wsiąka w materiał ubioru. Wydzielanie potu w postaci kropel nie spełnia funkcji związanych z odprowadzeniem ciepła, przyczyniając się do zmniejszenia ilości wody w organizmie [Stewart 1982].

Związek między gęstością strumienia potu SW i gęstością strumienia ciepła niejawnego E określa współczynnik efektywności odparowania potu η:

$$\eta = \frac{E}{SW} \tag{3.1}$$

Współczynnik efektywności odparowania potu η jest równy stosunkowi strumienia potu odparowującego z powierzchni ciała do strumienia potu wydzielanego z wnętrza organizmu. Z przeprowadzonych badań wynika, że efektywność odparowania potu zależy od współczynnika zawilgocenia skóry ciała ω. W normie ISO 7933 podana jest zależność:

$$\eta = 1 - 0{,}5\exp[-6{,}6(1-\omega)] \tag{3.2}$$

Według tej normy przy pełnym nawilgoceniu skóry, gdy ω = 1, współczynnik η = 0,5 co oznacza, że SW = 2E, czyli w celu przekazania do otoczenia ciepła niejawnego E przez skórę ciała przenika pot o wydatku energetycznie równoważnym podwójnej gęstości strumienia ciepła: 2E. Zatem nie uczestnicząc w procesie odparowania połowa masy potu „marnuje się". Odbiór ciepła niejawnego E = 100 W/m^2 w okresie 1 godziny jest równoważny odparowaniu E = 148,68 g/(hm^2). W przypadku osoby o powierzchni skóry 1,8 m^2 wielkości te odpowiadają strumieniowi ciepła 180 W i potu 267,62 g/h. Jednak ubytek wody w organiźmie jest większy i w przypadku nawilgocenia całego ciała według normy ISO 7933 wynosi 2×267,62 = 535,62 g/h. Ilość wody odprowadzona z ciała ludzkiego w okresie parogodzinnym jest ograniczona. Określone w wymienionej normie maksymalne, możliwe do akceptacji, odwodnienie organizmu osoby zaaklimatyzowanej wynosi D_{max} = 3900 g w okresie dniówki roboczej. Parametry cieplne otoczenia, które w odniesieniu do opisanego modelu fizycznego wymiany ciepła między ciałem człowieka a otoczeniem można akceptować, wyraża warunek:

$$SW < D_{max} / 8 \tag{3.3}$$

W razie niedotrzymania tego warunku czas ekspozycji powinien zostać skrócony. W celu określenia bezpiecznego czasu przebywania w trudnym klimatycznie otoczeniu, odwodnienie D_{max} dzieli się przez ilość wydzielanego potu, podaną przez strumień SW:

$$DLE_3 = \frac{60D_{max}}{SW} \tag{3.4}$$

Jeśli czynnikiem decydującym o skróceniu czasu ekspozycji jest wskaźnik DLE_3, to pracownik w tym samym dniu nie powinien być poddawany oddziaływaniu trudnych cieplnych

warunków pracy, bowiem uzupełnienie ubytku wody podczas przebywania w otoczeniu gorącym może tylko częściowo zastąpić utratę potu.

Gromadzenie ciepła w ciele

System regulujący temperaturę ciała nie ustala jej wartości na określonym poziomie, lecz dostosowuje ją do wymiany ciepła z otoczeniem. W danych warunkach wymiany ciepła temperaturze wewnętrznej ciała odpowiada pewna wartość średniej temperatury skóry. Jeśli zwiększa się intensywność przemian metabolicznych lub środowisko ma temperaturę wyższą od średniej temperatury skóry, to temperatura wewnętrzna ciała wzrasta. Jednak dostosowanie się temperatury ciała do wymiany ciepła sprzyjającej uzyskaniu stanu równowagi, w którym zyski ciepła zrównują się ze stratami, może powodować zmiany temperatury w niewielkim zakresie ± 2°C. Przy ekstremalnych parametrach otoczenia temperatura skóry ciała i wnętrza organizmu nie jest w stanie dostosować się do zrównoważenia zysków i strat ciepła. W ciele człowieka może wtedy następować akumulacja pewnej ilości ciepła, czemu towarzyszy osłabienie zdolność do podjęcia wysiłku. Przy określaniu gęstości akumulowanego strumienia A przyjmuje się, że w 20% wielkość ta zależy od przyrostu temperatury skóry ΔT_{sk} i w 80% od przyrostu temperatury ΔT_{re} wewnętrznych części ciała:

$$A = mc_{cc}(0.2\ \Delta T_{sk} + 0.8\ \Delta T_{re.}) \tag{3.5}$$

gdzie:

c_{oc} – średnie ciepło właściwe ciała, równe 3470 J/(kg °C).

Gromadzenie ciepła w organizmie nie powinno powodować wzrostu temperatury ciała większego od 0,8÷1°C. Z zależności (3.5) wynika, że przyrost temperatury ciała osoby o wadze 70 kg o 0,8÷1°C (to znaczy $\Delta T_{sk} = \Delta T_{re} = 0{,}8 \div 1$ °C) w okresie 1 godziny wiąże się z nagromadzeniem w organizmie od 195 do 243 kJ ciepła. Średni strumień zakumulowanego ciepła wynosi wtedy od 54 do 67 W przez okres 1 godziny, w przeliczeniu na całą masę ciała.

Ograniczenia temperatury ciała osoby zaaklimatyzowanej stanowią warunek homeotermii, czyli utrzymywania prawie stałej temperatury wewnętrznej ciała niezależnie od parametrów otoczenia. Wielu fizjologów uznaje, że stan homeotermii występuje w przypadku temperatury wnętrza ciała równej 37 ± 2°C. Układ termoregulacyjny człowieka jest w pełni sprawny, gdy temperatura ciała wynosi od 36 do 40°C. W warunkach komfortu cieplnego temperatura skóry ciała człowieka poddanego obciążeniu termicznemu wynosi około 34°C i może wzrastać do 36°C, a w warunkach dyskomfortu i bardzo dużego obciążenia cieplnego nawet do 37°C. Wysoka temperatura skóry ciała może być sygnałem niebezpiecznie wysokiej temperatury wnętrza organizmu. Bezpieczne wartości temperatur skóry ciała, przy których w zasadzie nie grożą ciężkie następstwa zdrowotne, określili C. H. Wyndham i J. M. Stewart na podstawie badań prowadzonych w południowo-afrykańskich kopalniach rud złota, a M. J. McPherson podał graniczne temperatury skóry jako funkcje metabolizmu. Na przykład w przypadku przemiany metabolicznej M = 100 W/m^2 graniczna wartość średniej temperatury skóry człowieka wynosi T_{skg} = 35,7°C, dla M = 165 W/m^2 wartość T_{skg} = 35,2°C, a dla M = 230 W/m^2 T_{skg} = 34,7°C.

Powyżej tych wartości groźba śmierci spowodowanej obciążeniem cieplnym jest większa niż 1:1000 000.

Wyniki modelowania numerycznego

Zagadnienia obciążenia cieplnego górników pracujących w wyrobiskach solnych było przedmiotem modelowania numerycznego. Szczególnie interesujące są dane otrzymane dla prędkości v = 0.5 m/s i metabolizmu M = 165 W/m^2. Przy ubiorze lekkim dla wszystkich rozpatrywanych wartości temperatury suchej powietrza T_a średnie wartości temperatury skóry ciała są niższe od wartości granicznej, która wynosi T_{skl} = 35,2°C. Gdy temperatura T_a = 42°C, wydzielanie potu przekracza SW = 1 kg/h, a w temperaturze T_a = 52 °C jest równe około SW = 1,6 kg/h. Nawilżenie skóry jest wysokie, a dla T_a > 44°C pełne: ω = 1. Wskaźnik czasu ekspozycji DLE_3 osób niezaaklimatyzowanych mieści się w przedziale od około 3 godzin do 1 godziny 40 minut. Natomiast dla osób zaaklimatyzowanych jest równy od 8 godzin do 3 godzin i 30 minut. W razie przekroczenia temperatury powietrza T_a > 44°C czas ekspozycji jest krótszy niż 4 godziny. W przypadku ubioru o przeciętnym oporze R_{cl} = 0,5 clo, bezpieczna średnia temperatura skóry ciała T_{skl} = 35,2°C zostaje przekroczona przy temperaturze T_a = 48°C. Natomiast gdy opór odzieży R_{cl} = 1 clo, już w temperaturze T_a = 35°C średnia temperatura skóry ciała jest równa wartości granicznej T_{skl} = 35,2°C, a przy T_a = 52°C osiąga T_{sk} = 37°C. Nawilżenie skóry jest pełne dla wszystkich rozpatrywanych wartości T_a. Wskaźnik DLE_3 określający czas ekspozycji mieści się w przedziale od 6 do 3 godzin.

Obliczenia potwierdzają, że najwyższe parowanie potu realizuje się w przypadku bardzo lekkiej odzieży. Natomiast duży opór dla ruchu wilgoci, stawiany przez odzież mało przewiewną powoduje większe nawilżenie skóry ciała.

Tablica 3.2. Wydzielanie potu i bezpieczny czas ekspozycji

Table 3.2. Sweating and safe duration of exposure

M = 165 W/m^2, T_m = 27 °C. R_{cl} = 0.5 clo, v = 1.0 m/s

Ta, oC	E, W/m2	SW, W/m2	SW, g/h	Czas ekspozycji, DLE3			
				N poz. O	N poz. N	Z poz. O	Z poz. N
33	149.346	177.964	476.242	5 h 37 m	7 h 01 m	8 h	8 h
35	165.076	201.147	538.281	4 h 58 m	6 h 13 m	7 h 27 m	8 h
43	230.164	314.938	842.793	3 h 11 m	3 h 58 m	4 h 46 m	6 h 21 m
45	246.948	350.617	938.271	2 h 51 m	3 h 34 m	4 h 17 m	5 h 42 m

M = 165 W/m^2, T_m = 27 °C. R_{cl} = 1.0 clo, v = 1.0 m/s

Ta, oC	E, W/m2	SW, W/m2	SW, g/h	Czas ekspozycji, DLE3			
				N poz. O	N poz. N	Z poz. O	Z poz. N
33	145.760	288.181	771.189	3 h 28 m	4 h 20 m	5 h 12 m	6 h 56 m
35	156.827	313.654	839.357	3 h 11 m	3 h 59 m	4 h 47 m	6 h 23 m
43	201.739	403.477	1079.73	2 h 29 m	3 h 06 m	3 h 43 m	4 h 57 m
45	213.194	426.389	1141.04	2 h 21 m	2 h 56 m	3 h 31 m	4 h 41 m

4. Warunki w zakresie zdrowia i opieki medycznej

Pożądane właściwości organizmu pracownika

Miarą fizjologiczną predyspozycji do wykonywania pracy w trudnych warunkach jest zdolność do konsumpcji tlenu. Ciężka praca na dole wymaga konsumpcji tlenu około VO_2 = 1,4 l/min., a osoby, których VO_{2max} nie przekracza 3 l/min. powinny unikać zatrudnienia przy ciężkiej pracy w kopalni.

Osoby z nadwagą znacznie gorzej tolerują trudne warunki klimatyczne, w szczególności znaczny wysiłek fizyczny wykonywany w warunkach wysokiej temperatury i wilgotności otoczenia.

Ponad 50% przypadków chorób związanych z uciążliwością cieplną środowiska pracy, dotyczy górników w wieku powyżej 40 lat, mimo że nie stanowią oni nawet 10% zatrudnionych. Wiąże się to z ogólnym spadkiem sprawności osób starszych, od wieku średniego poczynając.

Osoba z chorobowymi zmianami, na przykład z podwyższoną temperaturą ciała, nie powinna być dopuszczona do pracy w gorącym środowisku, ponieważ następuje w nim zaostrzenie stanu chorobowego, którego przebieg może być niebezpieczny.

Odżywianie górników wykonujących ciężką pracę w gorącym mikroklimacie powinno być dostosowane do natężenia i czasu trwania wysiłku. Odżywianie niskokaloryczne obniża odporność organizmu na trudne cieplne warunki pracy.

W przypadku ciężkiej pracy nie udaje się uzyskać równowagi cieplnej organizmu człowieka na poziomie bezpiecznej wartości temperatury wnętrza organizmu, jeśli wartość fizjologicznego współczynnika przewodnictwa cieplnego jest wyraźnie niższa od przeciętnej lub jeśli regulacja wymiany ciepła drogą parowania potu nie jest wystarczająco sprawna.

Dehydratacja

Dehydratacją, czyli odwodnieniem, nazywa się stan powstały w wyniku utraty znacznej ilości wody przez organizm, z czym zwykle wiążą się zakłócenia gospodarki kwasowo-zasadowej oraz niedobór elektrolitów (jonów sodu, potasu i chloru). W trudnych warunkach klimatycznych do odwodnienia organizmu dochodzi na skutek nadmiernej utraty płynów poprzez pocenie lub w związku z niewystarczającą podażą wody. W zależności od przewagi ubytków wody lub elektrolitów rozróżnia się odwodnienie izotoniczne, charakteryzujące się równomierną utratą wody i elektrolitów, hipertoniczne, w którym dominuje utrata wody, oraz hipotoniczne, związane głównie z ubytkiem elektrolitów. Odwodnienie jest stanem niebezpiecznym dla zdrowia i życia, i wymaga natychmiastowego uzupełnienia płynów. Jeśli poszkodowany jest przytomny, płyny uzupełnia się doustnie. W przypadkach ciężkich płyny podaje się w postaci dożylnych zastrzyków, a w warunkach szpitalnych drogą odpowiedniej kroplówki. Dehydratacja powoduje wzrost częstości skurczów serca, zmniejsza maksymalną objętość tlenu VO_{2max}, jest przyczyną bólu głowy, utraty apetytu, anormalnych zachowań.

Warunki dotyczące zdrowia i opieki medycznej

Konieczne jest spełnienie wielu warunków dotyczących zdrowia i opieki medycznej w zakresie doboru nowych pracowników, aklimatyzacji i opieki zdrowotnej służb medycznych.

W realizacji autonomicznych zadań służb medycznych należy uwzględnić, że załogi górnicze zatrudnione w kopalniach, w tym i w złożu solnym, składają się z ludzi z różnymi gene-

tycznie uwarunkowanymi właściwościami układów regulacyjnych, w różnym wieku, charakteryzujących się różnym stanem zdrowia, a więc różnymi predyspozycjami w zakresie termoregulacji. Powszechnie przyjętym wykładnikiem prawidłowej gospodarki cieplnej jest utrzymanie stałej temperatury wnętrza ciała, będącej wyrazem tak zwanej homeostazy termicznej.

Przeprowadzone modelowanie fizyczne i matematyczne procesu wymiany ciepła między organizmem człowieka a otoczeniem jednoznacznie prowadzi do wniosku, że osoby niezaaklimatyzowane w ogóle nie powinny być dopuszczane do pracy w trudnych warunkach klimatycznych.

Działanie układu **termoregulacyjnego** człowieka wiąże się z temperaturą wewnętrzną organizmu. Przy niskich temperaturach, między 29 a 36°C, termoregulacja jest upośledzona, a w temperaturach wyższych od 41÷42°C głęboko upośledzona. Między tymi przedziałami temperatur układ termoregulacyjny jest sprawny. Uważa się jednak, że temperatura wewnętrzna nie powinna przekraczać 38°C.

Aklimatyzację **można** przeprowadzać dwiema metodami, zaproponowanymi przez F.Spiocha. Jedna z nich przewiduje obciążenie pracownika w pierwszym dniu przez 50% zmiany roboczej i zwiększanie w następnych dniach okresu pracy o 10% czasu zmiany roboczej. W siódmym dniu pracownik podejmuje pełne zatrudnienie. W drugiej metodzie pierwsza i druga dniówka trwają przez 35%, trzecia i czwarta przez 50%, piąta i szósta przez 65% czasu trwania zmiany roboczej. Także w tym przypadku w siódmym dniu pracownik podejmuje pełne zatrudnienie.

W przypadku **dobrze** dobranego pod względem właściwości fizjologicznych pracownika można przewidywać, że niezawodność jego układów fizjologicznych będzie dostateczna, a obciążenie niekorzystnymi warunkami klimatycznymi spowoduje mniejsze szkody w organiźmie. Właściwie dobrany pracownik będzie mógł bez większych szkód sprostać sytuacjom, w których chwilowo temperatura wewnętrzna przekroczy 38°C. Na stanowiska w trudnym mikroklimacie nie powinny być kierowane osoby poniżej 21 roku życia, ponieważ do tego czasu nie mają w pełni rozwiniętego mechanizmu kontroli hormonalno-wegetatywnej oraz osoby powyżej 50 roku życia, z wiekiem bowiem następuje wiele zmian fizjologicznych w organiźmie człowieka: zmniejsza się sprawność czynnościowa tkanek, narządów i mechanizmów regulacyjnych oraz obniża się sprawność adaptacyjna organizmu, co objawia się zmniejszeniem tolerancji zarówno niskiej jak i wysokiej temperatury otoczenia oraz tolerancji wysiłkowej.

Na **stanowiskach** pracy w niekorzystnych warunkach klimatycznych nie mogą być zatrudniane osoby z chorobami: układu krążenia, nerek, laryngologicznymi, układu oddechowego, układu hormonalnego, w tym głównie z nadczynnością tarczycy, ponieważ w chorobie tej występuje wzrost przemiany materii, a więc "naturalna" potrzeba rozpraszania ciepła, a także zwiększenie częstości tętna.

Nie powinny **być** również zatrudniane osoby o dużej nadwadze i małej wydolności fizycznej, gdy pułap tlenowy jest mniejszy niż 2,5 l/min.

Badania **wykonywane** u nowo przyjmowanych do złoża górników solnego powinny objąć:

- pełne badanie lekarskie prowadzone przez specjalistę medycyny pracy,
- konsultację okulistyczną i laryngologiczną,
- badania dodatkowe: ekg, rtg klatki piersiowej,
- badania laboratoryjne: morfologię, OB, mocznik, kreatyninę, kwas moczowy, poziom elektrolitów, ogólne badanie moczu.

Dodatkowo należy przeprowadzić badania testujące sprawność mechanizmów adaptacyjnych układu krążenia, poprzez wykonanie testu spiroergonomicznego, próby ortostatycznej i próby Hinesa oraz całodobowego zapisu holterowskiego ciśnienia i tętna.

Badania **okresowe** pracowników zatrudnionych przy wydobywaniu soli należy prowadzić co 2 lata. Ich zakres powinien objąć:
- badanie lekarskie (specjalista medycyny pracy),
- badanie wydolności nerek,
- badanie laryngologiczne,
- ewentualnie badania dermatologiczne.

W razie **odstępstwa** od obowiązujących przepisów, mimo badań wstępnych, które będą dotyczyć niewielkiej grupy osób, oraz badań okresowych, dodatkowo należałoby:
- sporządzić zestawienie wszystkich stanowisk i określić wykaz zagrożeń i narażeń,
- przeprowadzić badania bezpośrednio na stanowisku pracy.

Badania te powinny objąć:
- analizę spektralną zmienności pracy serca przez okres całej zmiany oraz pomiar częstości tętna,
- pomiar ciśnienia tętniczego skurczowego i rozkurczowego oraz analizę krzywych tych parametrów w czasie całej zmiany,
- pomiar ilości wydzielania potu,
- pomiar temperatury wewnętrznej ciała,
- oznaczenie średniej temperatury skóry ciała,
- pomiar wydatku energetycznego.

Reasumując można stwierdzić, że wartości temperatur powietrza na termometrze suchym w wyrobiskach solnych kopalni Polkowice-Sieroszowice, uzyskane drogą pomiaru lub wyliczone w prognozie warunków klimatycznych, nie przekroczą T_a = 44°C. Z przeprowadzonego modelowania numerycznego wynika, że w warunkach klimatycznych panujących przy średniej prędkości przepływu powietrza równej 0,5 m/s czas przebywania w gorącym otoczeniu może być taki sam, jak przyjęty w normie niemieckiej, a w zakresie niższych temperatur nawet wyższy. Kryterium określającym czas pracy jest maksymalne, możliwe do akceptacji, odwodnienie organizmu. Wartość ubytku wody przyjęta w normie ISO 7933 charakteryzuje się dużym współczynnikiem bezpieczeństwa, wynikającym z niskich wartości zarówno współczynnika efektywności odparowania potu η, jak też maksymalnego odwodnienia $D_{max.}$.

W wyższych temperaturach, bliskich 50°C, czas przebywania w gorącym otoczeniu nie powinien przekraczać łącznie z przerwą 3 godzin. Uwaga odnośnie rezerwy we współczynnikach dotyczy również tych wyższych temperatur.

Wskaźniki czasu przebywania DLE_3, zwane czasem ekspozycji, dotyczą wyłącznie okresu spędzonego w gorącym otoczeniu i nie obejmują zjazdu, dojścia do miejsc pracy, powrotu z nich i wyjazdu oraz czasu pracy w wyrobiskach z niską temperaturą.

Literatura

[1] Garlicki A., Kijewski P., Szybist A: Sól kamienna w obszarze przedsudeckim, Monografia KGHM Polska Miedź S.A., artykuł 2.31, Wydawca CBPM "Cuprum" Sp z o.o., Lubin 1996, str. 339-345.

[2] Fanger P.O.: Komfort cieplny, Arkady, Warszawa 1974.

[3] Kozłowski S.: Granice przystosowania, Wiedza Powszechna, Warszawa 1986.
[4] Lehmann G.: Praktyczna fizjologia pracy, tłum. z jęz. niemieckiego, PZWL, Warszawa 1966.
[5] McPherson M.J.: The generalization of air cooling power, Fifth International Mine Ventilation Congress, R. Hemp, Johannesburg 1992.
[6] Stewart J.M.: Fundamentals of human heat stress, Practical aspects of human heat stress, Environment Engineering in S.A. Mines, The Mine Ventilation Society of South Africa, 1882.
[7] Wacławik J., Cygankiewicz J., Knechtel J.: Warunki klimatyczne w głębokich kopalniach, Wyd. 2-gie, CPPGSMiE PAN, Kraków 1995.
[8] Wacławik J., Branny M.: Symulacja numeryczna wymiany ciepła między ciałem górnika a otoczeniem oraz stanu obciążenia cieplnego, referat na drugą Szkołę Aerologii Górniczej, Kraków-Zakopane 2002.
[9] Wacławik J., Borodulin-Nadzieja L., Branny M., Mikołajczyk W.: Badanie wpływu warunków klimatycznych na organizm człowieka zatrudnionego w wyrobiskach solnych O/ZG „Polkowice-Sieroszowice", rękopis opracowania wykonanego dla Kopalni, Kraków 2001.
[10] Polska Norma PN-88/N-08008, Analityczne określenie i interpretacja stresu cieplnego oparte na podstawie obliczenia wymaganej ilości potu, ISO 7933: Ergonomics, hot environments „Analytical determination and interpretation of thermal stress using calculation of required sweat rates".
[11] „Bergverordnung zum Schutz der Gesundheit gegen Klimaeinwirkungen", vom 9. Juni 1983, Verlag Glückauf GmbH, Essen.

Thermal working conditions in salt workings of Polkowice-Sieroszowice Mine

Summary

The deposit of salt is located in the northern part of the Legnica-Glogów Copper Region on the depth of 1000 m. The Polkowice-Sieroszowice Copper Mine has been carrying out mining works in the salt bed since 1991. In the workings driven from east part to central part of the mine occur difficult thermal working conditions. The dry-bulb temperature is high and reaches 34÷36°C, wet-bulb temperature is moderate and equals to 23÷26°C, the air velocity is equal to 0,5 m/s.
Heat exchange between miner body and his environment was calculated for stationary state with the use of following general equation:

$$M = \pm C \pm R + B + E$$

where:
M - metabolic heat production,
C - convective heat exchange,
R - heat exchange by radiation,
B - heat loss by respiration,
E - heat loss by evaporation.
The temperature of skin of miner body, the skin wetness fraction, evaporative efficiency of sweating and loss of water in body due to evaporation was calculated for different environmental conditions.

In the paper assumed that the measures of heat loads of miner body are values of the average temperature of skin and the loss of water in body due to evaporation.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Nikodem Szlązak

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str. 35–53

Jan BUTRA, Rafał DĘBKOWSKI
CBPM „Cuprum" we Wrocławiu
Aleksander KOSIOR
KGHM Polska Miedź SA; O/ZG „Polkowice-Sieroszowice"

Sposób eksploatacji złoża rud miedzi o małej miąższości w aspekcie ograniczenia zubożenia

Słowa kluczowe

Systemy eksploatacji – zubożenie rudy

Streszczenie

Eksploatacja cienkiego złoża furtą eksploatacyjną o wysokości większej niż miąższość złoża generuje wzrost zubożenia urobku, które skutkuje obniżeniem jakości nadawy do procesów przeróbczych. Stosowanie systemów eksploatacji z rozdzielczym urabianiem w profilu furty eksploatacyjnej złoża i skały płonnej ogranicza zubożenie urobku tylko w pierwszej fazie eksploatacji, tj. podczas wykonywania komór i pasów. W wyniku rozgniatania filarów technologicznych ich rozdzielcze urabianie jest niemożliwe, co przyczynia się do utrzymania zubożenia na dość wysokim poziomie. Na tle budowy geologicznej kopalni „Polkowice-Sieroszowice" oraz dotychczasowych doświadczeń eksploatacyjnych, przedstawiono koncepcję jednofazowej odmiany jednoetapowego systemu komorowo-filarowego, który powinien przyczynić się do zminimalizowania zubożenia rudy przy prowadzeniu urabiania rozdzielczego.

1. Wstęp

Stosowane systemy eksploatacji i zestawy maszyn dołowych umożliwiają wybieranie złoża o miąższości powyżej 1,6 m, ze stosunkowo niedużym zubożeniem, furtą eksploatacyjną o wysokości zbliżonej do miąższości złoża. O wysokości furty wybierania decyduje głównie wysokość maszyn górniczych, a w mniejszym stopniu miąższość złoża i warunki stropowe. Brak możliwości dostosowania lub niedostosowanie furty do miąższości wybieranego złoża skutkuje przybieraniem ze złożem skał płonnych lub złoża pozabilansowego, co zwiększa zubożenie rudy obniżając jej parametry jakościowe. Zjawisko to szczególnie nasila się przy wybieraniu złoża o miąższości poniżej 1,5 m. W celu ograniczenia wielkości zubożenia, złoże wybiera się w sposób rozdzielczy, oddzielając skałę płonną od rudy w fazie urabiania i wybierania przodków. Skałę płonną z urabiania rozdzielczego i przybierek lokuje się w przestrzeni wybranej w postaci podsadzki suchej lub w mniejszym stopniu wykorzystuje się do utwardzania dróg transportowych.

W stosowanych systemach eksploatacji złoża rud miedzi w LGOM [7], wybieranie prowadzone jest dwufazowo. W pierwszej fazie caliznę rozcina się na filary technologiczne

o wymiarach umożliwiających ich przechodzenie w stan pozniszczeniowy. Filary te w fazie robót likwidacyjnych są zmniejszane do wymiarów resztkowych. Ze względu na ruch maszyn górniczych niezbędna wysokość drążonych wyrobisk eksploatacyjnych (furty eksploatacyjnej) w praktyce wynosi nie mniej niż 2,0 m. W przypadku gdy miąższość złoża jest mniejsza od wysokości furty, ruda pozyskiwana z filarów podporowych, ze względu na brak możliwości oddzielenia od skały płonnej metodą rozdzielczego urabiania, ulega wymieszaniu ze skałą płonną (zwykle z warstw nadzłożowych), powodując istotne zubożenie urobku.

Podstawowym kierunkiem działania w kierunku zmniejszenia zubożenia i tym samym kosztów wydobywanej rudy powinno być wdrażanie nowych systemów eksploatacji. W artykule przedstawiono koncepcję systemu komorowo-filarowego który powinien wpłynąć znacząco na ograniczenie zubożenia rudy.

2. Warunki geologiczne w O/ZG „Polkowice – Sieroszowice"

Złoże rud miedzi kopalni „Polkowice-Sieroszowice" znajduje się w środkowej części dużej jednostki strukturalnej zwanej monokliną przedsudecką. Złoże to występuje w spągowej części osadów cechsztynu (dolomity i łupki) oraz w białych piaskowcach czerwonego spągowca (piaskowce szare), przy czym okruszcowanie piaskowca występuje w znacznie mniejszym zakresie niż okruszcowanie skał węglanowych. Należy ono do złóż typu pokładowego i charakteryzuje się dużą zmiennością miąższości i intensywności okruszcowania, a także zróżnicowaną budową wewnętrzną. Jego miąższość waha się od 0,4 do 3,5 m, lokalnie do 5,0 m. W typowym wykształceniu okruszcowanie obejmuje łupki oraz dolomity i wapienie.

Dominującym typem rudy w złożu miedzi kopalni Polkowice-Sieroszowice jest ruda węglanowo-łupkowa. Ruda piaskowca wykazuje mniejsze rozprzestrzenienie, ograniczające się generalnie do rejonu Polkowic Wschodnich, gdzie ciągnie się nieregularnym płatem od granicy z obszarem górniczym Rudna w kierunku południowym i południowo-wschodnim do granicy z kopalnią Lubin. W obszarze górniczym Sieroszowice I, okruszcowany piaskowiec występuje w jego środkowej i północnej części, tworząc rozległą strefę ciągnącą się od granicy z obszarem górniczym Rudna w kierunku północnym i na północ od szybów SW-1 i SG.

Średnia miąższość złoża w kopalni „Polkowice-Sieroszowice" wynosi 2,03 m. Procentowy udział zasobów bilansowych w obszarach górniczych kopalni przedstawia tablica 2.1.

Tablica 2.1. Procentowy udział zasobów bilansowych w obszarach górniczych kopalni Polkowice-Sieroszowice
Table 2.1. Fraction of the mineable reserves in the "Polkowice-Sieroszowice" mine

Obszar górniczy	Średnia miąższości złoża [m]	Procentowy udział zasobów bilansowych [%]
OG Polkowice II	2,55	30
OG Radwanice Wschód	2,07	2
OG Sieroszowice I	1,86	68

Według aktualnego rozpoznania znacząca część tych zasobów charakteryzuje się miąższością w przedziale od 0,4 do 2,0 m. Utwory cechsztynu i warstwy złożowe posiadają rozciągłość NE-SE i jak cała monoklina zapadają w kierunku NE pod kątem od 1÷6°. Główny kierunek dyslokacji to kierunek NW-SE i w mniejszym stopniu W-E. Kierunek W-E reprezentowany jest przez strefę tektoniczną uskoku Biedrzychowej przebiegającą przez środek obszaru górniczego Polkowice II i dzielącą go na dwa tektoniczne bloki przesunięte względem siebie w pionie o 20÷70 m. Drugim większym uskokiem o tym kierunku jest uskok Jakubowa w obszarze górniczym Sieroszowice I, zrzucający utwory cechsztynu i złoże 50÷100 m na północ. Strefom tektonicznym i budującym je uskokom towarzyszą na ogół liczne różnokierunkowe spękania, często z rysami ślizgowymi wskazującymi na poziome przesunięcia obejmujące warstwy złożowe jak również skały węglanowe zalegające w stropie złoża.

3. Analiza aktualnie stosowanych komorowo-filarowych systemów eksploatacji cienkiego złoża

Aktualnie, przy eksploatacji złoża o małej miąższości w O/ZG Polkowice-Sieroszowice, stosowane są trzy systemy eksploatacji złoża [7]:

- komorowo-filarowy z ugięciem stropu (J-UG-PS, rys. 3.1.A i 3.1.B),
- komorowo-filarowy z ugięciem stropu dla filarów oporowych (J-UGO-PS, rys. 3.2),
- komorowo-filarowy z ugięciem stropu i ruchowym filarem zamykającym (J-UGR-PS, rys. 3.3.A, 3.3.B).

W stosowanych systemach eksploatacji złoża rud miedzi w LGOM, wybieranie prowadzone jest dwufazowo. W pierwszej fazie caliznę rozcina się na filary technologiczne, usytuowane są dłuższym bokiem prostopadle do linii rozcinki. Takie usytuowanie filarów technologicznych, niezależnie od ich długości, zapewnia możliwie szybkie przechodzenie filarów w stan pozniszczeniowy oraz umożliwia koncentrację robót strzałowych, będącą jednym z podstawowych sposobów profilaktyki tąpaniowej w kopalniach LGOM. Filary technologiczne, których wymiary określane są w projekcie technicznym dla danego frontu eksploatacyjnego na podstawie parametrów wytrzymałościowych skał i warunków geologiczno-górniczych, w fazie robót likwidacyjnych są zmniejszane do wymiarów resztkowych o powierzchni pod stropem około 12 m². Dla uzyskania łagodnego ugięcia stropu nad eksploatowaną przestrzenią utrzymuje się nie mniej jak dwa rzędy filarów technologicznych. Tak wytworzone filary do momentu ich urabiania do wymiarów resztkowych na linii likwidacji ulegają rozgniataniu.

W systemie komorowo-filarowym z ugięciem stropu (J-UG-PS – rys. 3.1.A i rys. 3.1.B) złoże rudy miedzi wybiera się komorami i pasami o szerokości do 7 m, drążonymi na pełną miąższość złoża (do 4,5 m), wydzielając filary technologiczne o podstawowej geometrii od 6÷9 × 8÷16 m. W złożu o miąższości poniżej 3,0 m wymiary tych filarów mogą ulec zmniejszeniu do 5÷8 m × 6÷12 m. Wymiary filarów powinny zapewniać ich pracę w fazie wytrzymałości pozniszczeniowej i jednocześnie zabezpieczać strop nad przestrzenią roboczą (podporność filarów). W miarę postępu frontu eksploatacyjnego filary technologiczne, znajdujące się na linii likwidacji, rozcina się a powstałe w ten sposób filary obiera do wymiarów resztkowych i pozostawia w zrobach, gdzie spełniają rolę podpór łagodzących krzywiznę uginających się warstw stropowych. Podporność filarów resztkowych dobierana jest

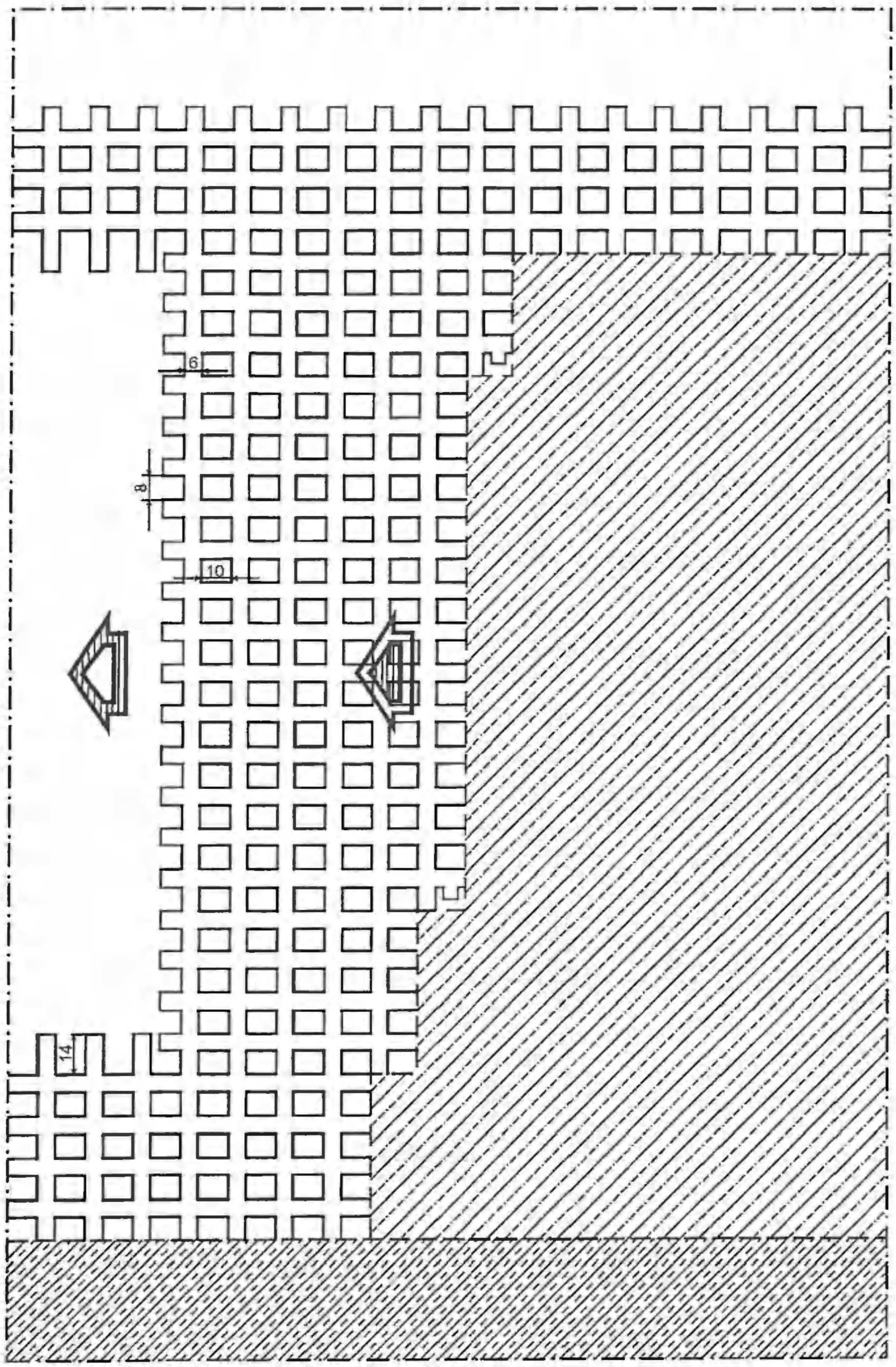
tak, aby zabezpieczyć stateczność stropu w rejonie likwidowanej parceli, jednocześnie umożliwiając jego łagodne ugięcie. Powierzchnia pozostawionych filarów resztkowych na styku ze stropem powinna wynosić nie mniej niż około 12 m^2.

W systemie komorowo-filarowym z ugięciem stropu dla filarów oporowych (J-UGO-PS – rys. 3.2) wybieranie złoża odbywa się dwufazowo. W pierwszej fazie wykonuje się upodatnienie całego filara oporowego, sukcesywnie rozcinając go komorami i łączącymi je pasami na filary technologiczne o wymiarach od 6÷12 × 10÷30 m, zorientowane dłuższą osią prostopadle do linii rozcinki. Zadaniem tych filarów, pracujących w zakresie wytrzymałości pozniszczeniowej, jest zapewnienie stateczności stropu w przestrzeni roboczej, zabezpieczonego obudową (kotwową), przy zachowaniu odpowiedniej ich podatności uniemożliwiającej łamanie się stropu bezpośredniego wzdłuż krawędzi filarów. W przypadku wybierania tym systemem złoża o miąższości poniżej 3,0 m, wymiary filarów technologicznych mogą ulec zmniejszeniu, przy zachowaniu odpowiedniej ich smukłości i podatności.

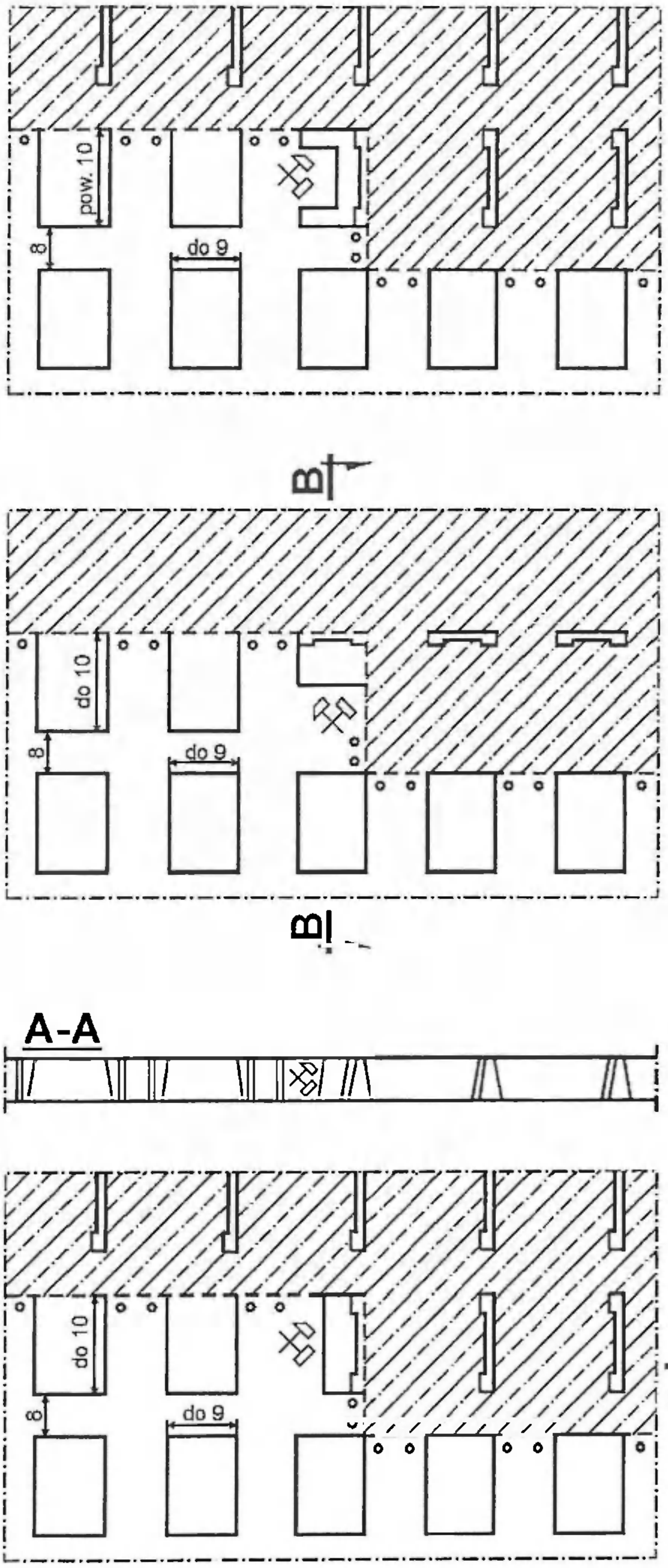
Druga faza robót wybierkowych w filarze to roboty likwidacyjne, które mogą być realizowane frontem przemieszczającym się w jednym kierunku na całej długości filara (w kierunku przeciwnym do robót rozcinkowych) lub dwoma frontami przemieszczającymi się rozbieżnie. W fazie tej filary technologiczne dzielone są wcinkami na mniejsze, a po obraniu do wymiarów resztkowych pozostawiane są w przestrzeni wybranej, pełniąc role podpór łagodzących krzywiznę warstw stropowych.

W systemie komorowo-filarowym z ugięciem stropu i z ruchowym filarem zamykającym (J-UGR-PS - rys. 3.3.A i rys. 3.3.B) nie jest wymagane wcześniejsze, pełne okonturowanie pola za pomocą wyrobisk przygotowawczych. W tym przypadku wykonuje się jedynie wiązkę wyrobisk (komór i pasów), z której zostanie uruchomiony front eksploatacyjny. W systemie tym złoże na całej długości frontu wybiera się komorami i pasami o szerokości do 7 m, drążonymi na pełną miąższość złoża z wydzieleniem filarów technologicznych o podstawowej geometrii od 5÷9 m × 6÷16 m. Są one usytuowane dłuższą osią prostopadle do linii frontu. W miarę postępu frontu eksploatacyjnego filary technologiczne znajdujące się przy linii likwidacji rozcina się, a powstałe w ten sposób mniejsze filary po odpowiednim obraniu pozostawia się jako filary resztkowe w zrobach. Podczas rozdzielczego urabiania złoża skała płonna, lokowana jest w zrobach, zwłaszcza w sąsiedztwie tworzonych filarów resztkowych, stanowiąc dodatkowe podparcie stropu lub rozparcie boczne filarów resztkowych na linii likwidacji, a następnie w przestrzeni wybranej. W przypadku występowania skały płonnej w ilości przewyższającej pojemność pustek poeksploatacyjnych dopuszcza się ulokowanie jej w strefie roboczej od strony zrobów. Wypełnienie skałą co drugiej komory umożliwia swobodny dostęp do każdej likwidowanej parceli bez potrzeby ponownego udrażniania wyrobisk.

Likwidacja filarów technologicznych nie obejmuje części pola, w której te filary celowo się pozostawia. Tworzą one stopniowo wydłużający się ruchomy filar zamykający o szerokości 40÷120 m. Wyrobiska w wydzielonym filarze ruchowym pełnią rolę transportową i wentylacyjną. Likwidacja tego filara jest analogiczna jak w przypadku filara oporowego, czyli po zakończeniu rozcinki całego pola. W stosunku do dotychczasowego kierunku postępu frontu, kierunek likwidacji ulega odwróceniu lub odbywa się to rozbieżnie ze środka filara ruchowego. Dla poprawy stateczności wyrobisk w obrębie filara ruchowego dopuszcza się częściowe jego wypełnienie skałą płonną.



Rys. 3.1.A. Komorowo-filarowy system eksploatacji z ugięciem stropu (J-UG-PS)
Fig. 3.1.A. Room-and-pillar mining system with roof deflection (J-UG-PS)

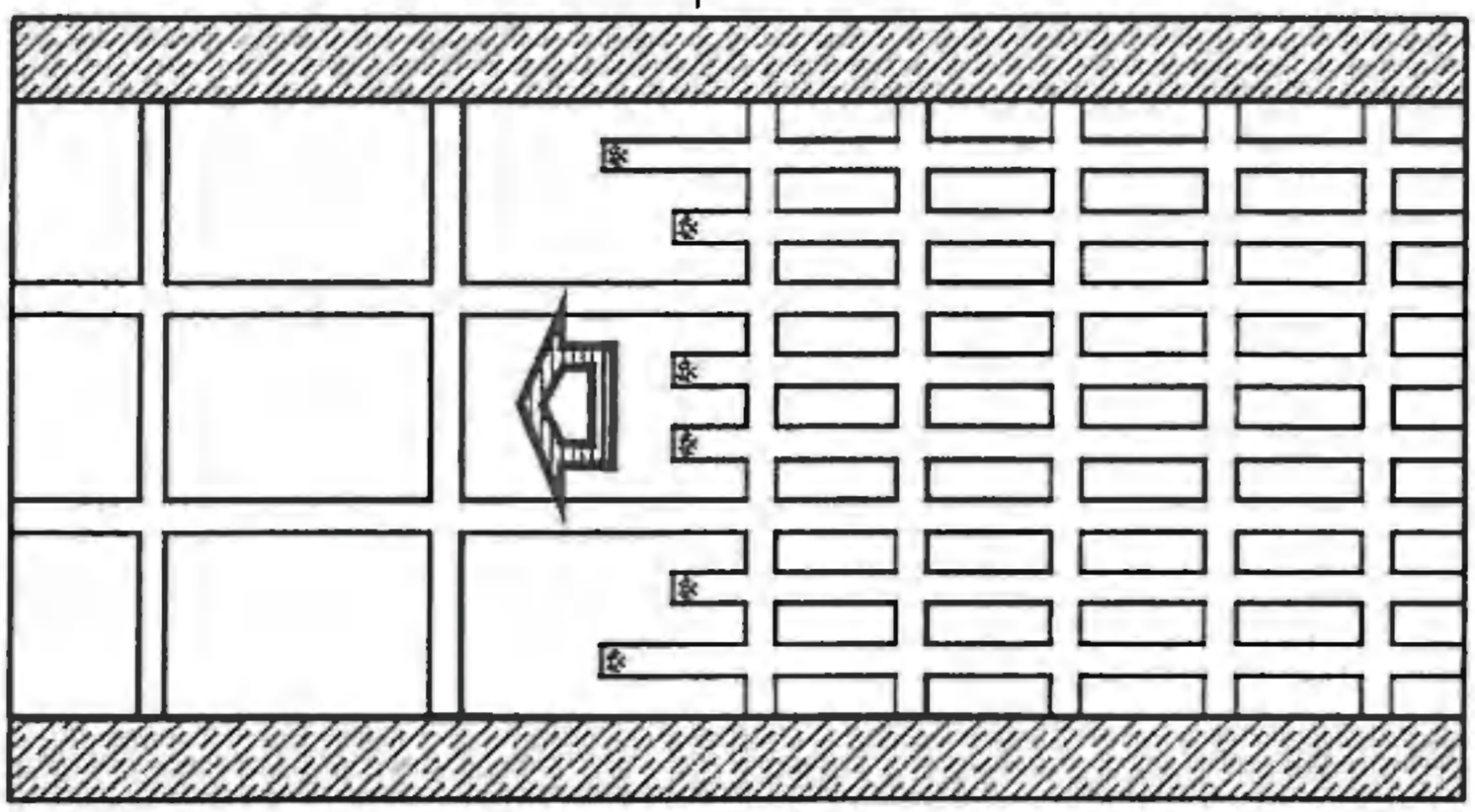


Przykładowe sposoby wybierania filarów o długości powyżej 10 m

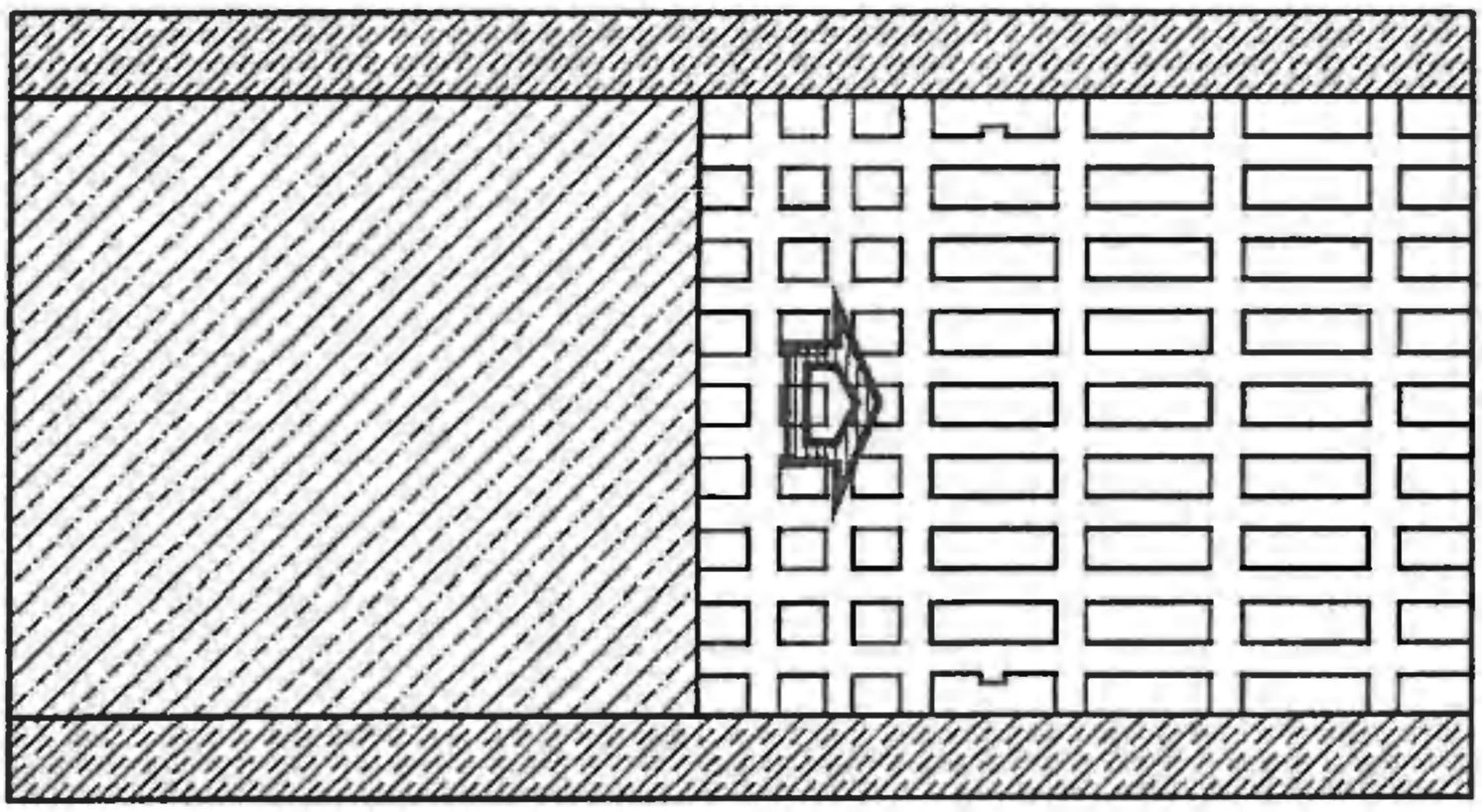
Przykładowe sposoby wybierania filarów o długości do 10 m

Rys. 3.1.B. Komorowo-filarowy system eksploatacji z ugięciem stropu (J-UG-PS)
Fig. 3.1.B Room-and-pillar mining system with roof deflection (J-UG-PS)

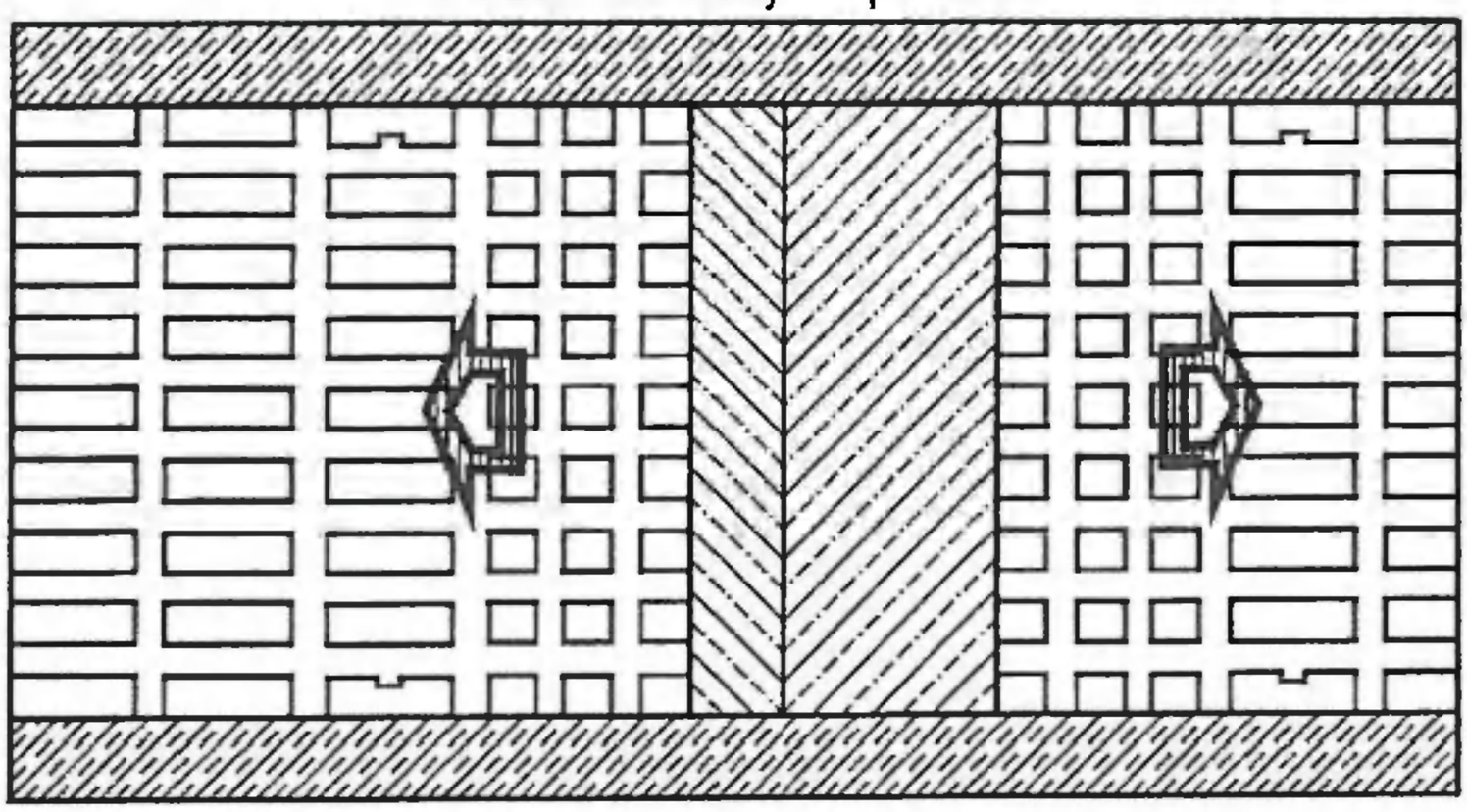
Faza upodatnienia



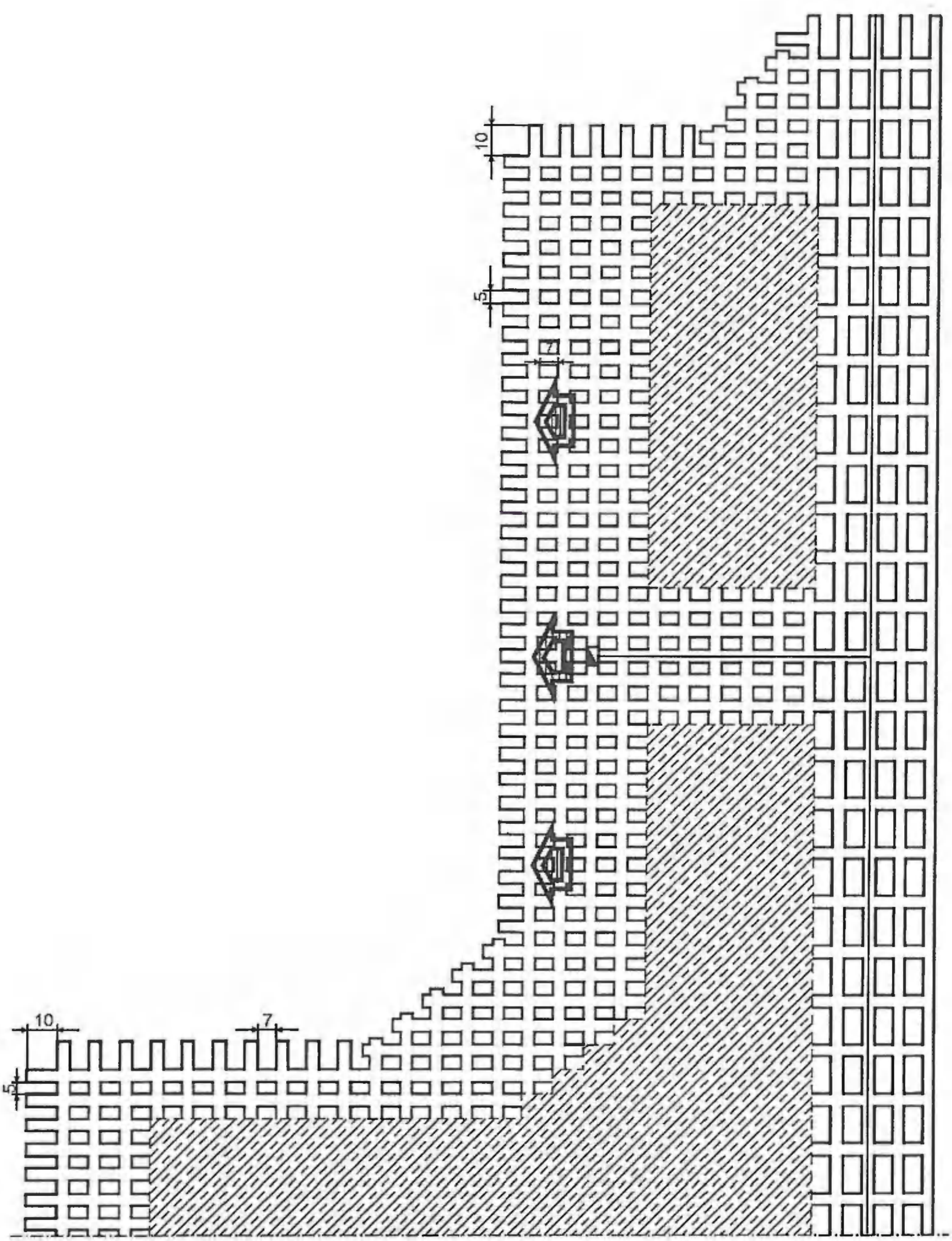
Faza likwidacji - sposób I



Faza likwidacji - sposób II

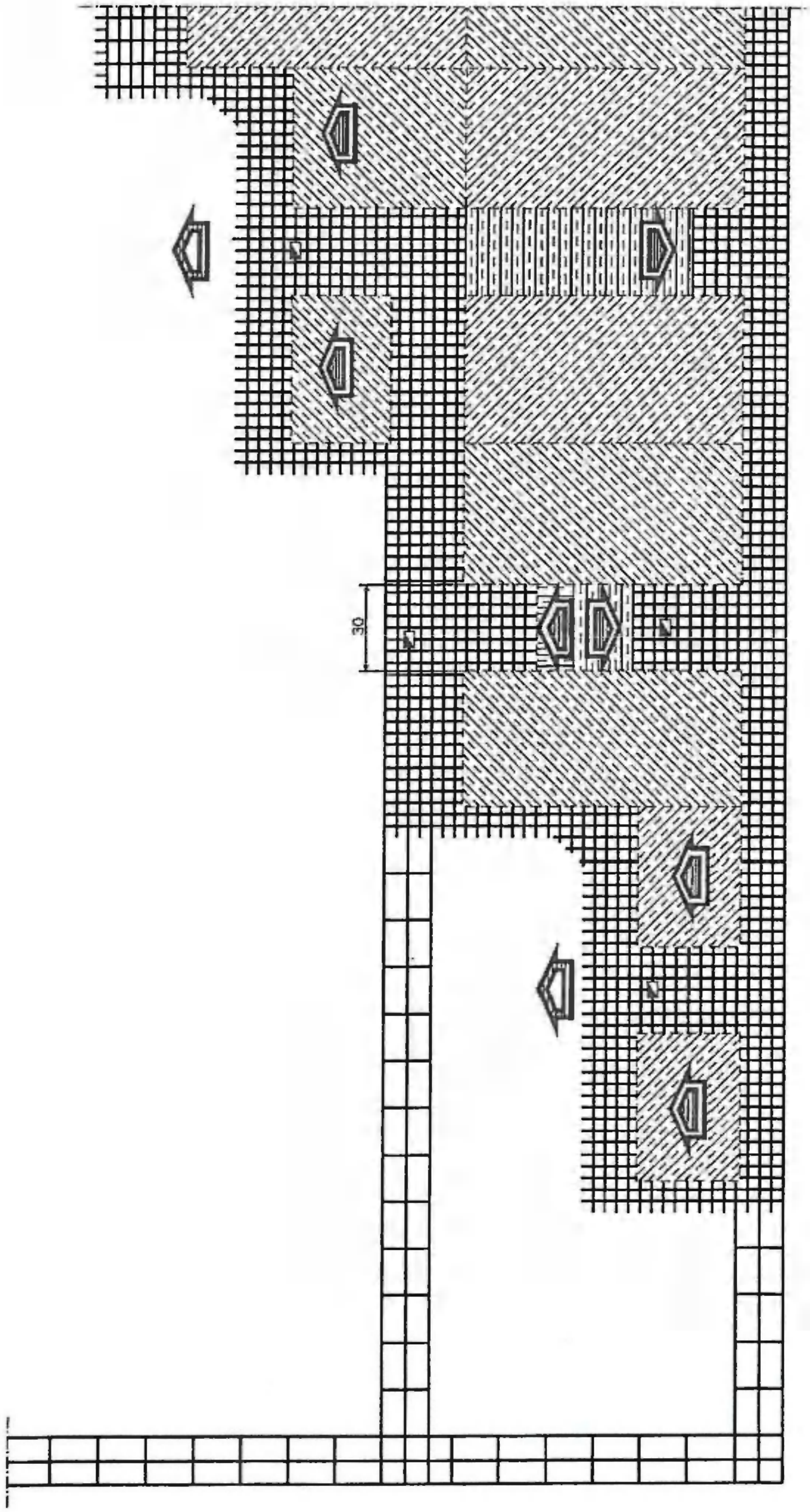


Rys. 3.2. System eksploatacji komorowo-filarowy z ugięciem stropu dla filarów oporowych (J-UGO-PS). Przykładowy sposób prowadzenia robót na froncie eksploatacyjnym
Fig. 3.2. Room-and-pillar mining system with roof deflection for protective pillars (J-UGO-PS). Example of extraction at the mining face



Rys. 3.3.A. System eksploatacji komorowo-filarowy z ugięciem stropu z ruchowym filarem zamykającym (J-UGR-PS)

Fig. 3.3.A. Room-and-pillar mining system with roof deflection and operational closing pillar (J-UGR-PS)



Rys. 3.3. B. System eksploatacji komorowo-filarowy z ugięciem stropu z ruchowym filarem zamykającym (J-UGR-PS)

Fig. 3.3.B Room-and-pillar mining system with roof deflection and operational closing pillar (J-UGR-PS)

W każdym z przedstawionych powyżej systemów eksploatacji, w przypadku lokowania skały płonnej w zrobach zasadą jest unikanie tworzenia stref o podwyższonej podporności w stosunku do otoczenia, dla zapewnienia równomiernego osiadania stropu. Technologię lokowania skały płonnej w strefie roboczej frontu przedstawia rys. 3.4. W zależności od kolejności urabiania skał furty eksploatacyjnej, rozdzielcze urabianie wykonywane jest w trzech wariantach [9]:

Wariant pierwszy - przewiduje urabianie najpierw przystropowej warstwy skały płonnej, a następnie wybieranie złoża w części przyspągowej. Jest to tak zwana metoda z progiem złożonym (rys. 3.5.A i 3.5.B).

Wariant drugi - przewiduje urabianie w pierwszym etapie okruszcowanej warstwy przyspągowej, a następnie skały płonnej w części przystropowej. Jest to tak zwana metoda z półką kamienną (rys. 3.5.C).

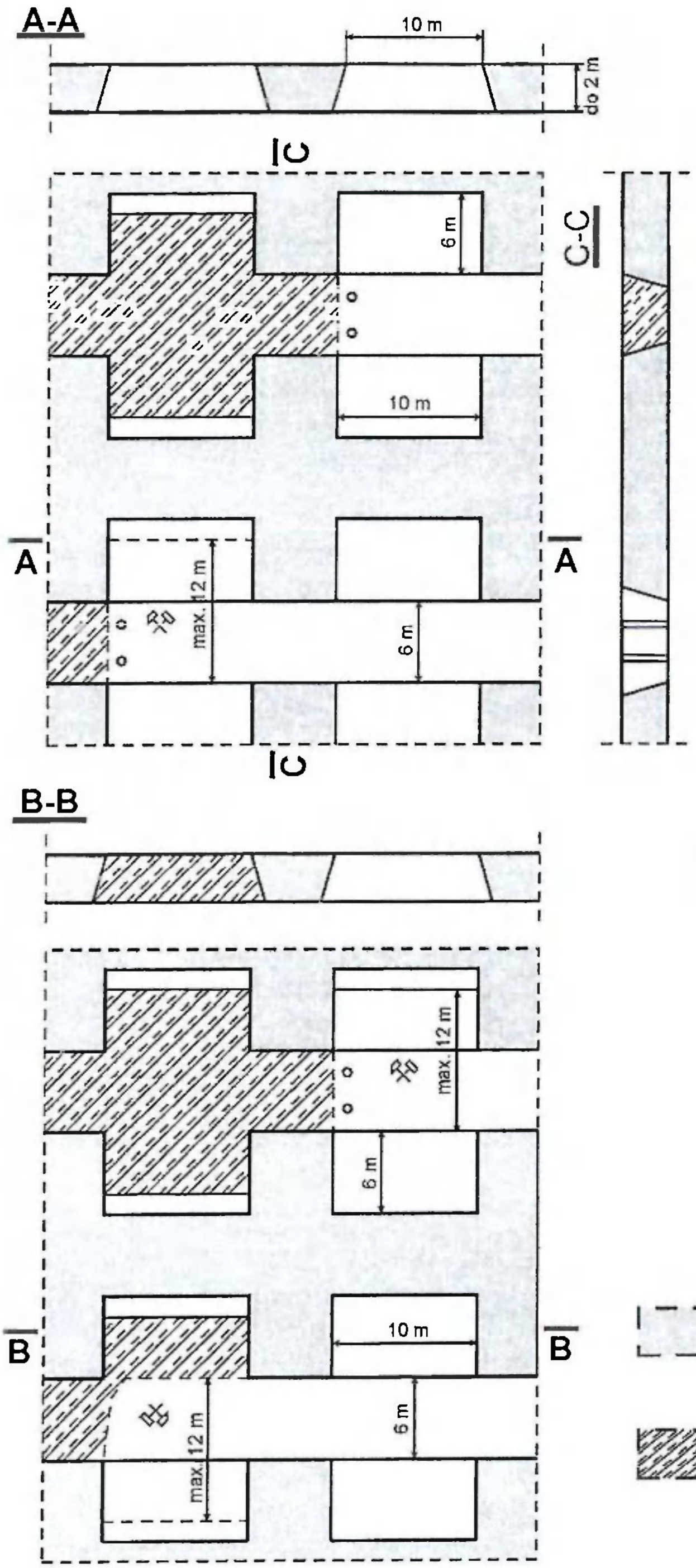
Wariant trzeci - przewiduje urabianie w pierwszej kolejności przystropowej warstwy okruszcowanej, a następnie skały płonnej w części przyspągowej. Jest to tak zwana metoda z progiem kamiennym. Technologia postępowania w przodku jest taka sama jak z progiem złożowym przedstawiona na rysunku 3.5.B.

Udział eksploatacji rozdzielczej ze względu na zmniejszającą się miąższość złoża systematycznie wzrasta. W roku 1998 72% rudy i 68% Cu pozyskano z eksploatacji złoża pełną furtą, a 28% rudy i 31% metalu z eksploatacji rozdzielczej. W roku 2000 w sposób selektywny wybrano już 36% rudy i 40% Cu. Według wykonanych prognoz do roku 2005 miąższość wybieranego złoża ustabilizuje się poniżej 2,0 m, a udział eksploatacji rozdzielczej wzrośnie do 60% [3, 4, 9].

W latach 1994÷2001 ilość skały płonnej lokowanej na dole kopalni sukcesywnie wzrasta z około 1,2 tys. Mg w roku 1994 do około 5,6 tys. Mg w roku 2001. Według przeprowadzonej prognozy do 2005 roku przewiduje się, że w celu utrzymania jakości nadawy na odpowiednio wysokim poziomie, zajdzie konieczność urobienia i ulokowania na dole kopalni (lata 2002÷2005) około 26 500 tys. Mg skały płonnej. Wymagać to będzie racjonalizacji gospodarki skałą płonną, w szczególności sukcesywnego pozyskiwania nowych miejsc na jej lokowanie na frontach oddziałów eksploatacyjnych. Ilość kamienia ulokowanego na dole kopalni „Polkowice-Sieroszowice" w latach od 1994 do 2001 przedstawiono na rys. 3.6 [9].

4. Opracowanie nowego sposobu eksploatacji cienkiego złoża, w aspekcie ograniczenia zubożenia rudy

Cechą charakterystyczną obecnie stosowanych systemów wybierania cienkiego złoża rud miedzi w LGOM jest dwufazowa jego eksploatacja (w pierwszej fazie wydzielane są filary technologiczne, a w drugiej fazie filary resztkowe). Sposób taki uniemożliwia rozdzielcze urabianie złoża i skały płonnej w wybieranych w drugiej fazie eksploatacji filarach technologicznych, generując istotny wzrost zubożenia. Nowy sposób eksploatacji złoża eliminuje wybieranie rudy z filarów technologicznych, znajdujących się w fazie pozniszczeniowej, kiedy wybieranie rozdzielcze w tej fazie jest praktycznie niemożliwe.



1. Urabianie filarów na linii likwidacji do wymiarów resztkowych.

1a. Przed przystąpieniem do urabiania filara zastosować dodatkową obudowę podporową w strefie urabiania. Zasady i sposób jej zabudowy określi Kierownik Działu Robót Górniczych.

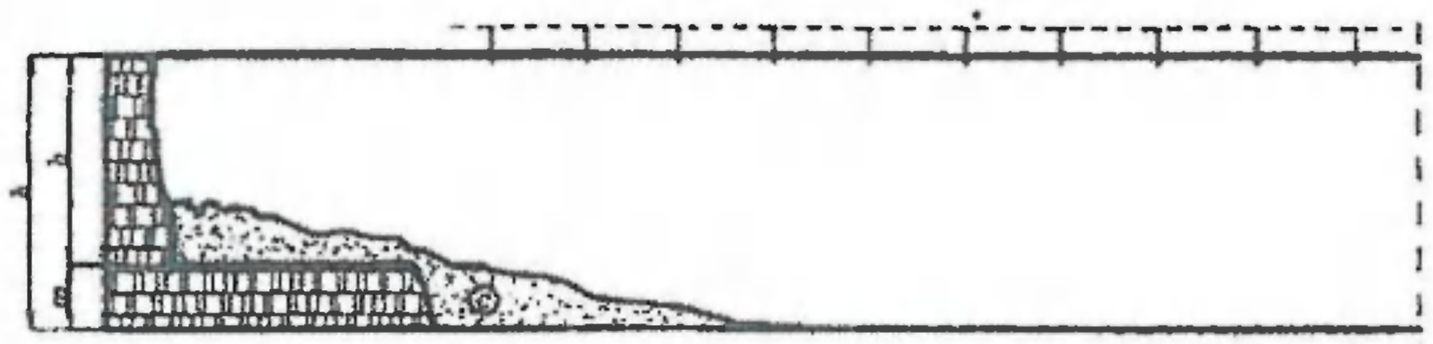
2. Prace likwidacyjne na odcinku elementarnym, tj. urabianie filara technologicznego oraz wygradzanie strefy zrobów od przestrzeni roboczej, należy prowadzić w sposób ciągły od momentu ich rozpoczęcia do chwili zakończenia.

   W szczególnych przypadkach dopuszcza się równoczesną likwidację z dwóch sąsiednich niepodsadzonych wyprzedzająco komór na zasadach ustalonych przez Kierownika Działu Robót Górniczych. Sposób wygradzania przestrzeni roboczej od strefy zrobów ustala Kierownik Działu Robót Górniczych

Rys. 3.4. Technologia lokowania skały płonnej w strefie roboczej frontu i wykonywania likwidacji
Fig. 3.4. Technology of waste rock placing in the face operation zone with technology of closing the excavations

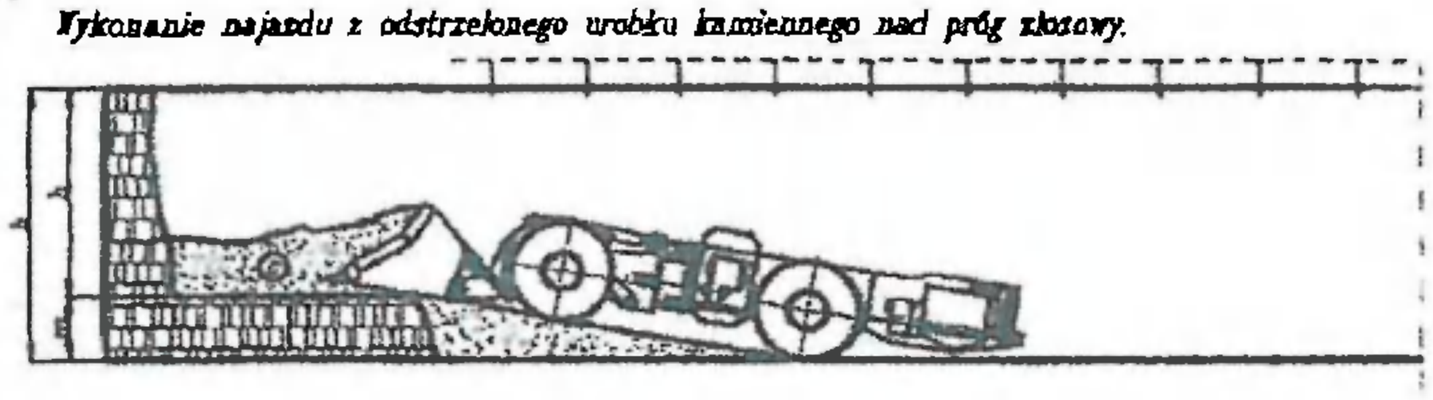
Zakres stosowania: m < 1,0 m b < w + 0,1 m

Przekrój przez przodek strzelany selektywnie
(odstrzelona część przystropowa, nienaruszony próg).



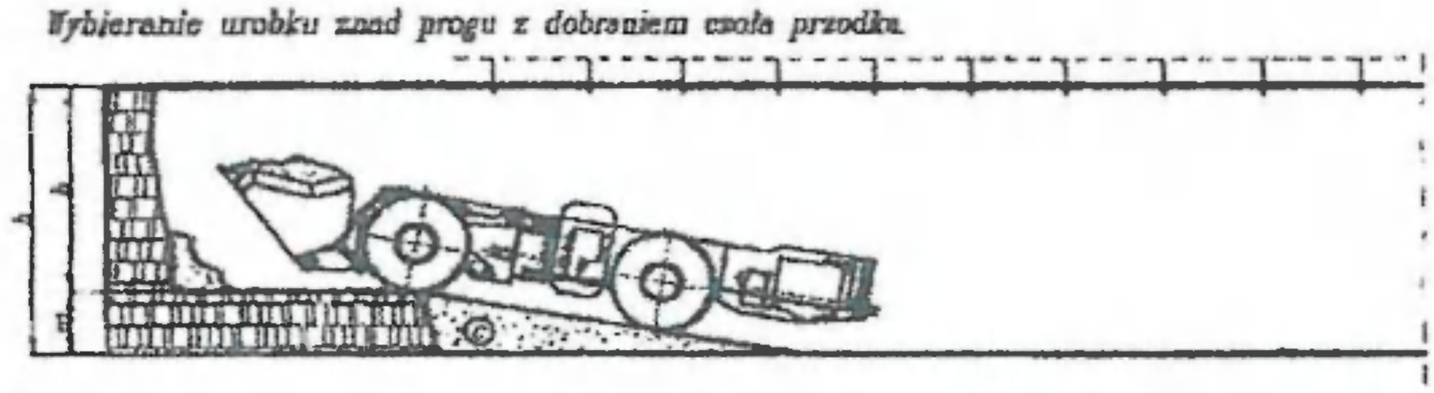
Etap I

Wykonanie najazdu z odstrzelonego urobku kamiennego nad próg złożowy.

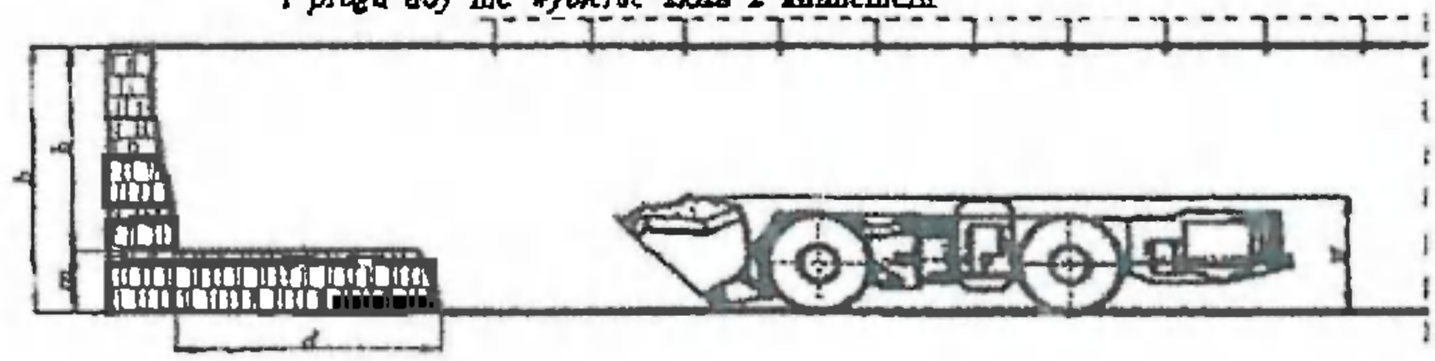


Etap II

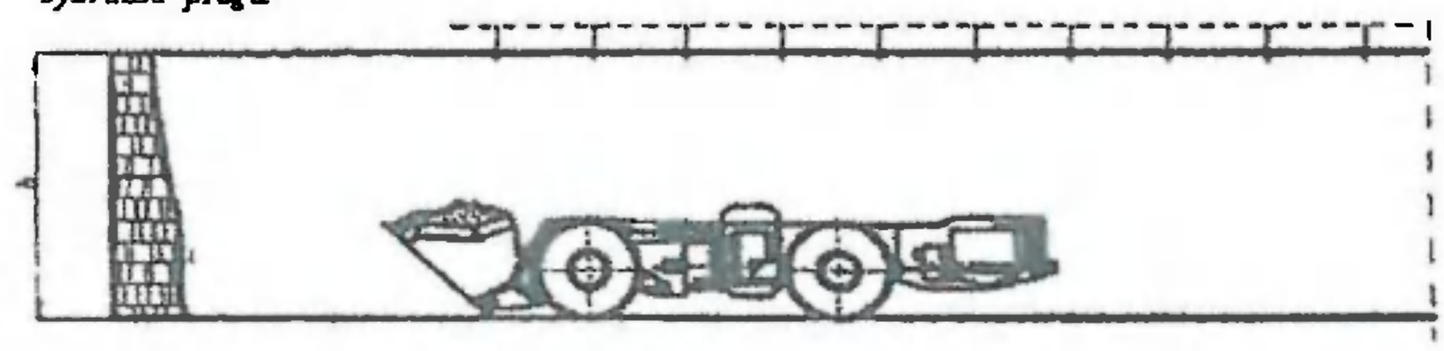
Wybieranie urobku zza progu z dobraniem czoła przodka.



Etap III *Wybranie najazdu z etapu I z zachowaniem bezpiecznej odległości od ociosów i progu aby nie wybierać złota z kamieniem*



Etap IV *Wybranie progu*



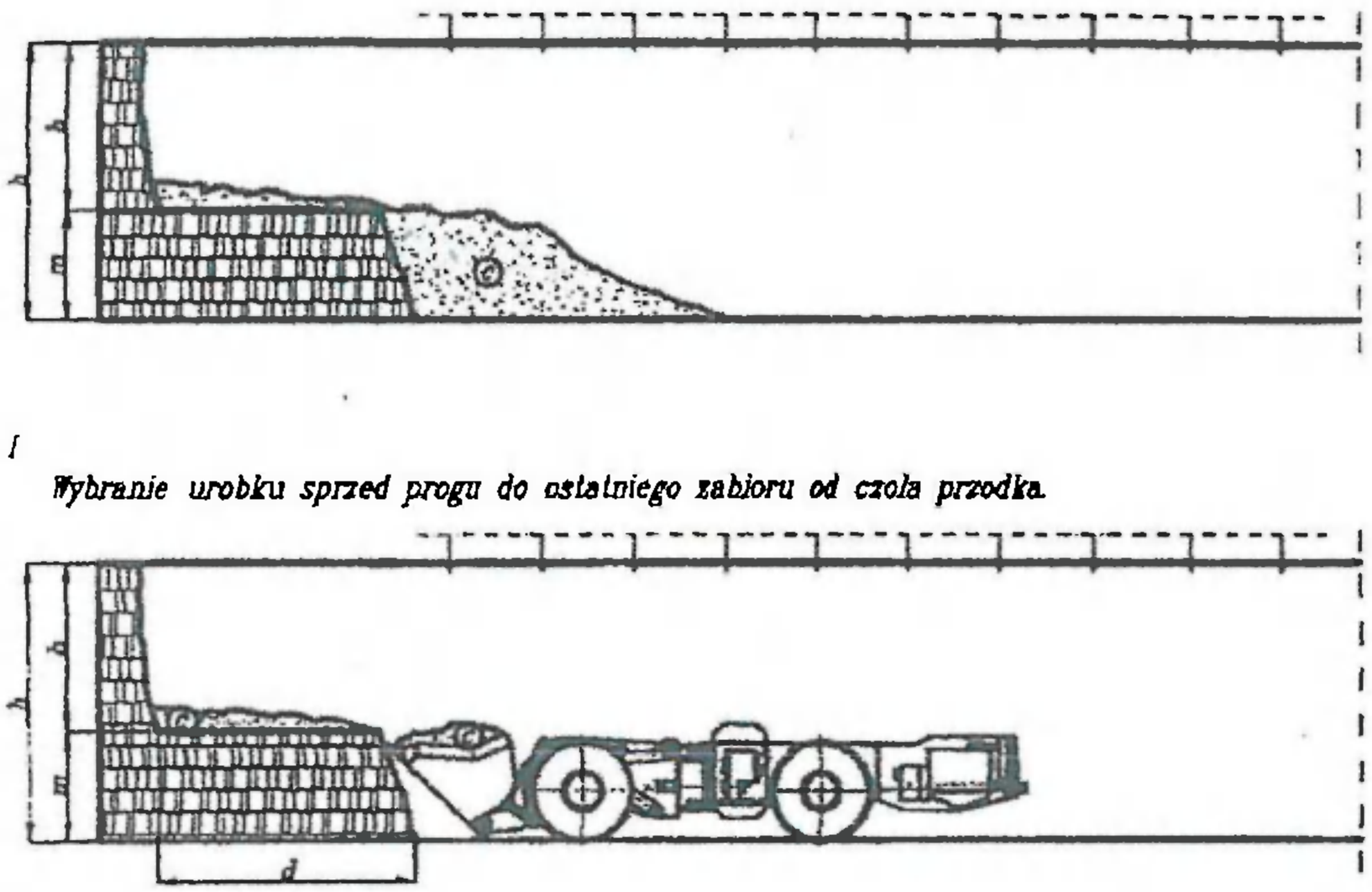
Rys. 3.5.A. Kolejne etapy postępowania przy wybieraniu urobku w przodkach strzelanych selektywnie z progiem niskim

Fig. 3.5.A. Consecutive stages in mining operation in faces with selective blasting and with low sill

b – wysokość warstwy przystropowej; m – wysokość warstwy przyspągowej; c – odstrzelony urobek;
d – odległość od czoła przodka, przy której należy zakończyć wybierania najazdu z urobku (dł. zabioru);
w – wysokość łyżki ładowarki przy zamkniętej pozycji; h – wysokość przodka;

Zakres stosowania: m ≥ 1,0 m b ≥ w + 0,1 m

Przekrój przez przodek strzelany selektywnie
(odstrzelona część przystropowa, nienaruszony próg).



Etap I

Wybranie urobku sprzed progu do ostatniego zabioru od czoła przodka.

Etap II

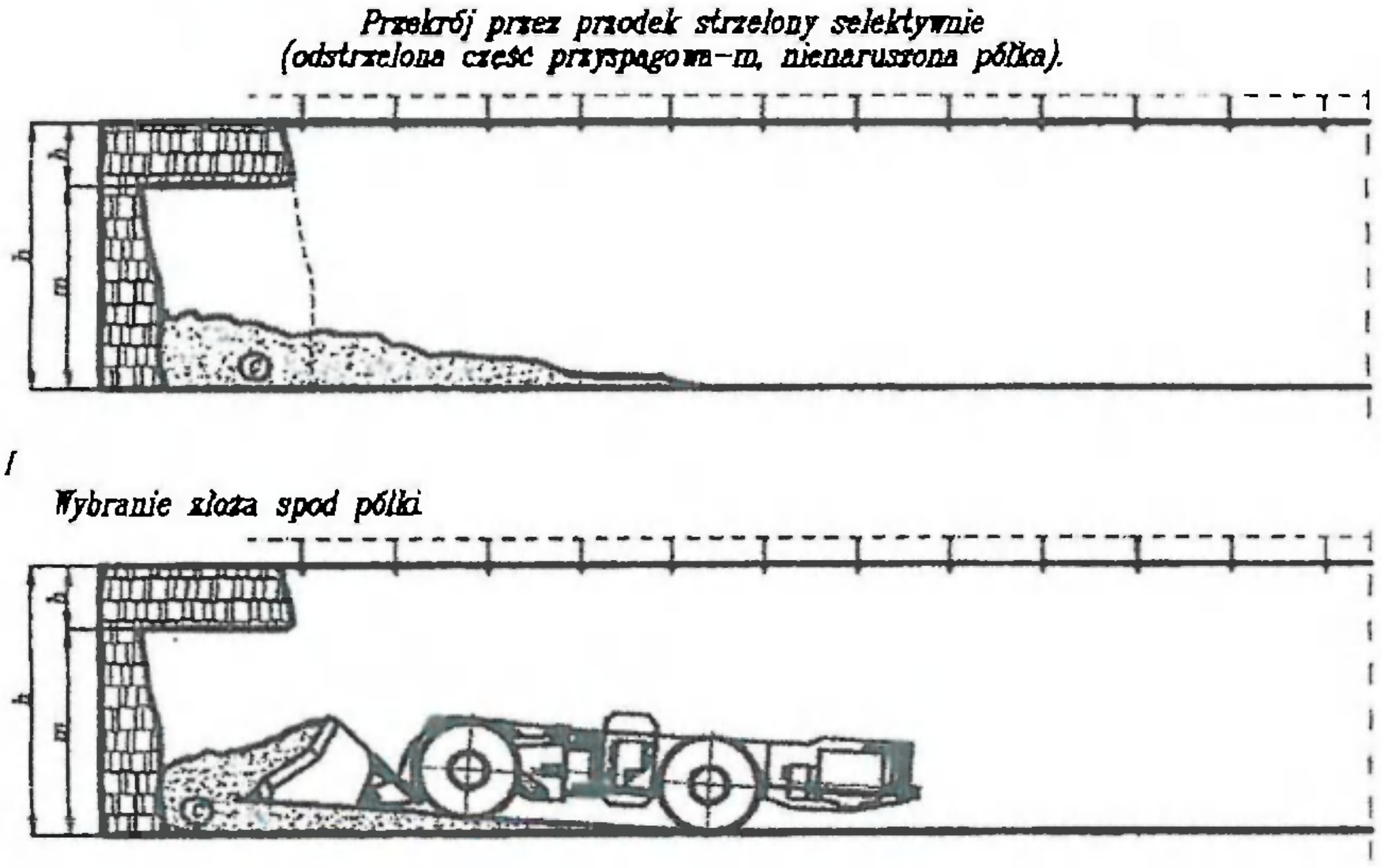
Odstrzelenie progu.

Etap III *Wybranie progu.*

Rys. 3.5.B. Kolejne etapy postępowania przy wybieraniu urobku w przodkach strzelanych selektywnie z progiem wysokim
Fig. 3.5.B. Consecutive stages in mining operation in faces with selective blasting and with high sill

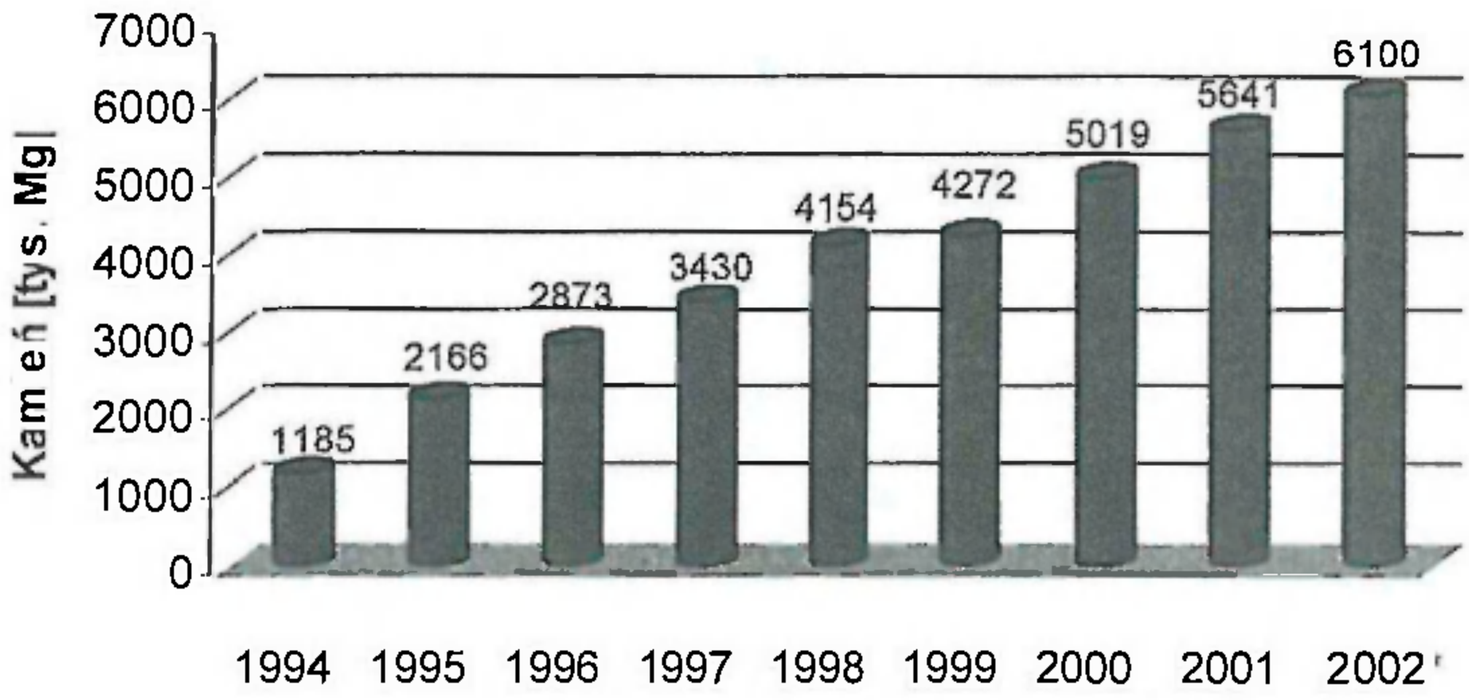
b – wysokość warstwy przystropowej; m – wysokość warstwy przyspągowej; c – odstrzelony urobek;
d – odległość od czoła przodka, przy której należy zakończyć wybierania najazdu z urobku (dł. zabioru);
w – wysokość łyżki ładowarki przy zamkniętej pozycji; h – wysokość przodka.

Zakres stosowania: m > w + 0,1 m



Rys. 3.5.C. Kolejne etapy postępowania przy wybieraniu urobku w przodkach strzelanych selektywnie z półką
Fig. 3.5.C. Consecutive stages in mining operation in faces with selective blasting and with shelf

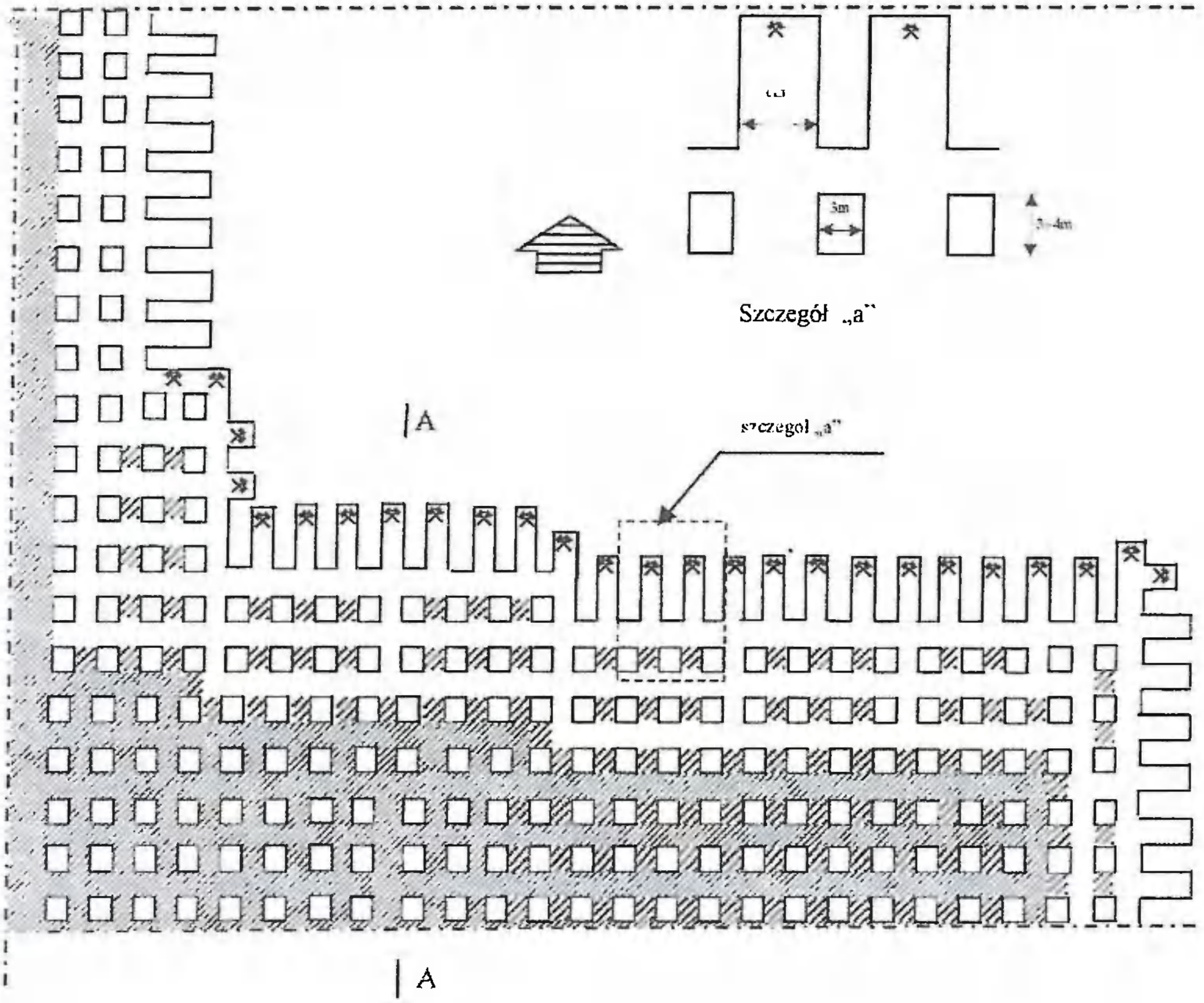
b – wysokość warstwy przystropowej; m – wysokość warstwy przyspągowej;
c – odstrzelony urobek; w – wysokość łyżki ładowarki przy zamkniętej pozycji;
h – wysokość przodka



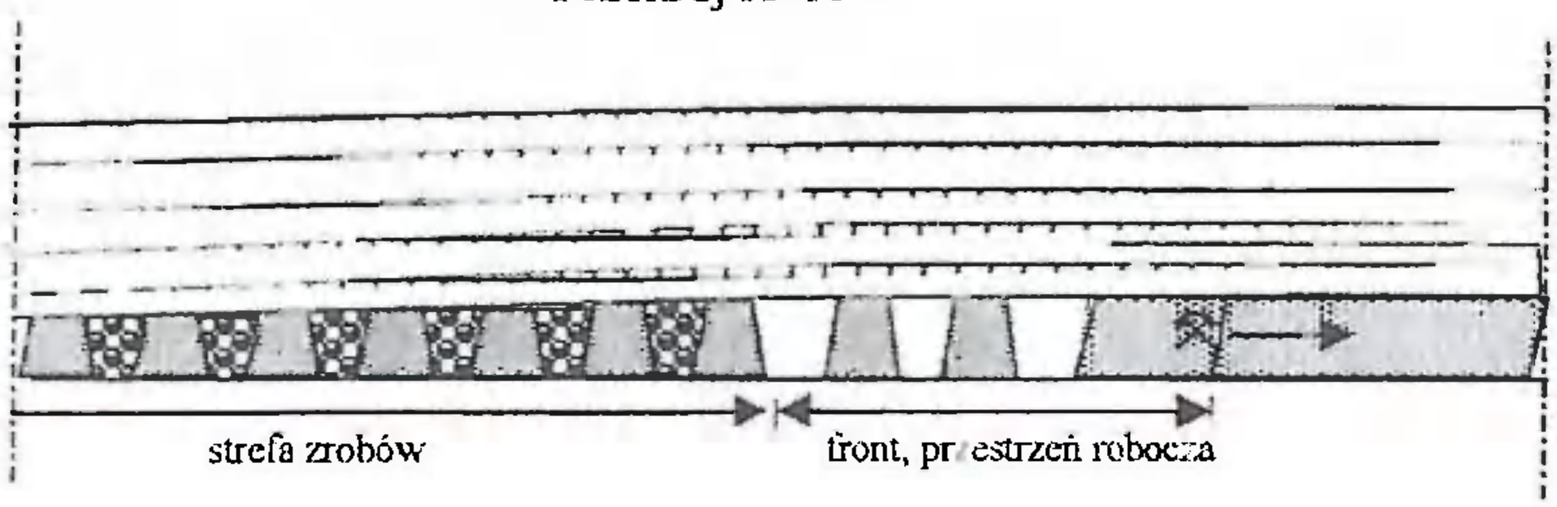
Rys. 3.6. Ilość kamienia ulokowana na dole kopalni w latach 1994-2001
Fig. 3.6. Volume of waste rock placed in the mine underground between 1994 and 2001

Proponowany sposób jest odmianą stosowanych, komorowo-filarowych systemów eksploatacji złoża o małej miąższości. Jego istotą jest jednofazowy sposób eksploatacji złoża. Sposób ten polega na tym, że caliznę złoża o miąższości mniejszej od minimalnej wysokości furty eksploatacyjnej, niezbędnej ze względu na ruch maszyn górniczych, rozcina się wyrobiskami eksploatacyjnymi na filary podporowe z rozdzielczym urabianiem złoża i skały płonnej. Ostateczna eksploatacja złoża jest wykonywana w jednej fazie. Faza ta obejmuje drążenie wyrobisk eksploatacyjnych, tj. komór i pasów o minimalnej szerokości niezbędnej dla ruchu samojezdnych maszyn górniczych, z wydzieleniem filarów podporowych o postaci resztkowej i wymiarach zapewniających stateczność stropu w przestrzeni roboczej. Skałę płonną z rozdzielczo urabianych przodków lokuje się bezpośrednio za linią rozcinki pomiędzy filarami podporowymi, które utwierdzają i zwiększają ich podporność w przestrzeni roboczej.

Schemat eksploatacji złoża nowym systemem został przedstawiony na rys. 4.1. Caliznę złoża o miąższości mniejszej od wysokości furty eksploatacyjnej rozcina się komorami i pasami o szerokości do 6,0 m, w zagęszczonej siatce wyrobisk, wydzielając filary podporowe o wymiarach pod stropem około 3,0 × 4,0 m, zatem ich powierzchnia na styku ze stropem jest zbliżona do filarów resztkowych pozostawianych w zrobach w aktualnie stosowanych systemach eksploatacyjnych. Rudę w drążonych przodkach wyrobisk eksploatacyjnych rozcinających caliznę urabia się rozdzielczo, a skałę płonną lokuje się bezpośrednio za linią rozcinki pomiędzy filarami podporowymi. Tak ulokowana skała płonna stabilizuje filary, co wpłynie na ograniczenie osiadania stropu, a tym samym na ograniczenie jego odkształcenia i związaną z tym aktywność sejsmiczną oraz osiadanie powierzchni terenu nad wyeksploatowanymi obszarami.



Przekrój A÷A



Rys. 4.1. Schemat prowadzenia eksploatacji systemem komorowo-filarowym, jednoetapowym, jednofazowym z ugięciem stropu

Fig. 4.1. Mining pattern in one-stage, one-phase, room-and-pillar mining system with roof deflection

Przedstawiony sposób eksploatacji złoża rud miedzi w LGOM posiada szereg bardzo istotnych zalet:

- pozwala na jednofazową eksploatację złoża o miąższości mniejszej od wysokości drążonych wyrobisk eksploatacyjnych, a tym samym umożliwia rozdzielcze urabianie całej ilości rudy w fazie rozcinki calizny, przy minimalnym jej zubożeniu,
- skraca zasadnicze drogi odstawy skały płonnej,
- ogranicza osiadanie stropu nad wyeksploatowaną przestrzenią,
- zmniejsza zagrożenie sejsmiczne oraz osiadanie powierzchni terenu.

Do podstawowych jego wad należy zaliczyć generowanie wzrostu strat eksploatacyjnych w stosunku do ich poziomu, jaki występuje przy dotychczas stosowanych systemach eksploatacyjnych.

5. Porównawcza analiza geomechaniczna

Dla oceny uwarunkowań geomechanicznych, jakie mogą występować podczas stosowania nowego sposobu eksploatacji, wykonano analizę porównawczą w odniesieniu do sytemu typowego jakim jest system J-UG-PS, dla tych samych warunków geologicznych, występujących w polu rezerwowym „A" kopalni „Polkowice-Sieroszowice". Analizę tą przeprowadzono w kategorii parametrów opisujących stan wytężenia górotworu, tj. zapasów bezpieczeństwa obliczonych na podstawie relacji pomiędzy wyznaczonym numerycznie (MES w trzech wymiarach) stanem naprężenia i potencjałem wytrzymałościowym górotworu wskazującym na zdolność do przenoszenia obciążeń.

Podstawę ww. analizy stanowił wielo-płytowy model górotworu nadzłożowego, wykorzystujący następujące założenia [10]:

a) górotwór nadzłożowy stanowi układ kilku, kilkunastu jednorodnych płyt skalnych będących odbiciem rzeczywistych wydzieleń geologicznych;
b) kontakt pomiędzy poszczególnymi płytami pozwala na ich przesunięcia względem siebie oraz na powstawanie stref odspojenia;
c) deformacje w strefach potencjalnego odspojenia lub przesuwów są uzależnione od stopnia spojenia poszczególnych warstw (różne współczynniki tarcia i różna wytrzymałość na kontakcie);
d) filary technologiczne i resztkowe pracują efektywnie także w fazie pokrytycznej.

Ponieważ w rozpatrywanym zagadnieniu występuje uplastycznienie (stan pokrytyczny) filarów technologicznych wydzielonych z calizny, o stateczności układu będzie decydować przede wszystkim stan stropu w rejonie strefy roboczej. Ten aspekt zagadnienia stanowił zatem podstawowe kryterium oceny projektowanego rozwiązania. W analizie skoncentrowano się głównie na ocenie stateczności stropu uważanego za najbardziej istotny, w tym przypadku, element systemu eksploatacji. Stateczność stropu oceniono na podstawie wartości obliczonego parametru tzw. zapasu bezpieczeństwa, który mówi o tym jak daleko w danej lokalizacji jesteśmy od obszaru niestatecznego w 6-cio wymiarowej przestrzeni tensora naprężenia. Wymagało to uprzedniego określenia stanu naprężenia, wytężenia i przemieszczenia w otoczeniu rozpatrywanego oddziału.

Mając określone parametry wytrzymałościowe masywu skalnego oraz stan naprężeń w górotworze, wyznaczono zapasy bezpieczeństwa dla skał stropowych wg trzech następujących kryteriów:

- największych naprężeń głównych Rankine'a: $F_r = \sigma_1 - \sigma_{tm}$
- energii odkształcenia postaciowego Hubera-Misesa: $F_{hm} = \sigma_{hm} - \sigma_{cm}$
- największych naprężeń stycznych Coulomba-Mohra: $F_c = -\sigma_{cm} + \frac{1+\sin\phi}{1-\sin\phi}\sigma_1 - \sigma_3$

gdzie:

σ_1 i σ_3 - niszczące efektywne naprężenia główne (największe i najmniejsze, przy czym ściskanie ma tu wartość dodatnią),

ϕ - efektywny kat tarcia wewnętrznego,

σ_{cm}, σ_{tm} - wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie i rozciąganie masywu skalnego, obliczana na podstawie tzw. geologicznego wskaźnika wytrzymałości (wg Hoeka-Browna),

σ_{hm} - naprężenie zredukowane wg hipotezy Hubera-Misesa.

Obliczenia numeryczne przeprowadzone dla warunków pola A oddziału G-51 ZG „Polkowice-Sieroszowice", przy założeniu sprężystych właściwości stropu spoczywającego na sprężysto-plastycznych filarach, pozwoliły metodą kolejnych iteracji uzyskać wartości naprężeń głównych w górotworze, które z kolei były podstawą ustalenia lokalizacji obszarów podatnych na utratę stateczności tj. charakteryzujących się bliską zeru lub większą od zera wartością zapasu bezpieczeństwa. Rozkłady zapasów bezpieczeństwa, tj. F_r, F_{hm} oraz F_c wyznaczano dla całego pakietu skał nadzłożowych, przy czym szczegółową analizę przeprowadzono dla wybranych poziomów, tj. 2,5 m, 12,5 m, 23,5 m oraz 87,5 m powyżej stropu wyrobisk. Wyznaczone rozkłady wartości zapasów bezpieczeństwa w stropie na różnych poziomach, pozwoliły stwierdzić, że geometria wyrobisk projektowana według nowego sposobu zapewnia większe bezpieczeństwo w aspekcie stateczności stropów niż eksploatacja prowadzona systemem typowym (J-UG-PS). Analiza wyników obliczeń wykazała, że:

- eksploatacja projektowana zgodnie z nowym sposobem charakteryzuje się niższym stopniem zagrożenia niestatecznością stropu,
- w rejonie frontu eksploatacji nowy sposób wykazuje korzystniejsze parametry wytężeniowe i tylko kryterium F_r może sugerować pojawianie się niewielkich odspojeń w obrębie pierwszych 2÷3 metrów stropu, przy czym tego rodzaju zagrożenie jest charakterystyczne dla obydwu rozpatrywanych rozwiązań,
- nowy sposób eksploatacji pod każdym względem zapewnia bezpieczniejsze warunki pracy górotworu w wyższych warstwach stropowych, szczególnie w obrębie anhydrytów.

6. Wnioski

1. Pomimo ponoszenia dużych kosztów na prowadzenie rozdzielczego urabiania złoża i skały płonnej, zubożenia rudy utrzymuje się na stosunkowo wysokim poziomie, będąc przyczyną istotnego wzrostu kosztów uzyskania miedzi.
2. Konieczne jest zastosowanie w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" nowej generacji systemów eksploatacyjnych ograniczających zubożenie, czego przykładem może być przedstawiony jednoetapowy i jednofazowy, komorowo-filarowy system eksploatacji.
3. Zastosowanie nowego systemu umożliwi kopalni uzyskanie znaczących oszczędności w wyniku ograniczenia zubożenia pozyskiwanej rudy.

4. Wyniki porównawczej analizy geomechanicznej wskazuje, że nowa geometria wyrobisk nie spowoduje wzrostu zagrożenia zawałowego i dynamicznymi przejawami ciśnienia górotworu w odniesieniu do eksploatacji prowadzonej dotychczas.

Literatura

[1] Butra J. 2001: Metoda doboru systemu eksploatacji złóż rud miedzi w polach o jednorodnej charakterystyce geologicznej. Studia Rozprawy Monografie, PAN IGSMiE, Kraków.

[2] Butra J. i in. 1999: Rozwijanie i modyfikowanie komorowo-filarowych systemów eksploatacji w górnictwie rud miedzi. Materiały Konferencji „Geotechnika w górnictwie i budownictwie specjalnym", Kraków 1999, 13-28.

[3] Dębkowski R. i in. 2002: Analiza możliwości ograniczenia zubożenia rudy przy eksploatacji cienkiego złoża systemem komorowo-filarowym Praca niepublikowana, CBPM „Cuprum"; Wroclaw.

[4] Kosior A. 2002: Doskonalenie systemów eksploatacji złóż rud miedzi w kopalniach LGOM pod kątem ograniczenia zagrożenia tąpaniami i zawałami oraz obniżki kosztów eksploatacji. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej; Kraków 2002, 993-1016.

[5] Kunysz M.N. 1977: Wytrzymałość resztkowa skał złoża LGOM. Rudy i Metale Nieżelazne nr 2.

[6] Kunysz M.N. 1980: Podporność pozniszczeniowa ustabilizowana górniczych filarów międzykomorowych. Rudy i Metale Nieżelazne nr 5.

[7] Praca zbiorowa 2002: Katalog systemów eksploatacji. Praca niepublikowana CBPM „Cuprum", Wroclaw.

[8] Praca zbiorowa 1994: Wytyczne prowadzenia eksploatacji z ugięciem stropu w kopalniach rud miedzi (z późniejszymi uzupełnieniami). KGHM Polska Miedź SA, Lubin.

[9] Pytel i in. 2001: Sposób udostępnienia i eksploatacji złoża o małej i średniej miąższości w racjonalnej gospodarki skałą płonną dla warunków O/ZG „Polkowice-Sieroszowice". Praca niepublikowana, CBPM „Cuprum", Wrocław.

[10] Pytel i in. 2001: Face advance modeling in elastic-brittle strata subjected to seismic events caused by time-dependent changes in rock mass load intensity. Rockbursts and Seismicity in Mines-RaSiM5, 469-477, South African Institute of Mining and Metallurgy.

Method of thin deposit extraction with reference to limiting the ore

Abstract

Extraction of thin deposit using the mining interval higher than the deposit thickness causes the increase of the output dilution what in turns results in decrease of the quality of feed for the mineral processing. Using the methods where the ore and barren rock are extracted separately limits the output dilution only during the first phase of mining i.e. when the rooms and roadways are being made. Due to crushing the technological pillars, their separate extraction is impossible, what contributes to the high level of dilution. Taking into consideration the geological conditions and to date mining experience in the „Polkowice-Sieroszowice" mine, the concept of one-phase variant of one-stage room-and-pillar mining method was presented. The method should resulted in minimisation of the ore dilution during the separate mining.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Stanisław Piechota

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str.55–64

Piotr CHMIEL, Mieczysław LUBRYKA, Jerzy ŚLIWIŃSKI
KWK „JAS-MOS", Jastrzębie Zdrój, e-mail: tp_jasmos@jsw.pl

Wpływ naruszenia filarów ochronnych szybów eksploatacją ścian w warunkach KWK „JAS-MOS"

Słowa kluczowe

górnictwo podziemne – filary ochronne – stateczność wyrobisk szybowych

Streszczenie

W kopalni „JAS-MOS" podjęto eksploatację górniczą naruszającą w niewielkim stopniu filar ochronny szybu JAS V. Poniższy artykuł ocenia skutki eksploatacji jednej ściany i rozpoczęcia eksploatacji następnej ściany na stan rury szybowej i deformacje na powierzchni terenu.

1. Wprowadzenie

Eksploatacja pokładów zalegających pod terenami zagospodarowanymi oraz w pobliżu wyrobisk szybowych stwarzała i w dalszym ciągu stwarza istotne problemy związane z ochroną tych obiektów. Pozostawione filary ochronne w sposób dostateczny chronią obiekty budowlane i wyrobiska przed ujemnymi wpływami eksploatacji górniczej, jednak przyjęta konstrukcja filarów i ich kształt powodują, że powierzchnia złoża w nich zawarta rośnie proporcjonalnie do kwadratu głębokości jego zalegania. Zjawisko to nabiera szczególnego znaczenia przy podejmowaniu eksploatacji na coraz większych głębokościach, ponieważ złoże zawarte w filarze ochronnym jest niezwykle atrakcyjne pod względem dostępności.

Wieloletnie obserwacje w naturze i badania [Lubryka 2000] wskazują, że w indywidualnych przypadkach przy dobrej znajomości parametrów odkształceniowych górotworu w rejonie filara, w zależności od lokalnych warunków górniczo-geologicznych oraz technicznych, istnieje możliwość zmiany granic filara, zwłaszcza w odniesieniu do dużych głębokości.

W kopalni „JAS-MOS" podjęto eksploatację grupy pokładów leżących na głębokości poniżej –400 m, położonych wewnątrz filara ochronnego szybu JAS V. Eksploatację poprzedziło wykonanie szeregu ekspertyz określających wpływ planowanej eksploatacji zachowanie się ochronę obiektów na powierzchni i rurę szybową.

Prowadzona obecnie eksploatacja wewnątrz filara ochronnego daje możliwość obserwacji zjawisk zachodzących w górotworze i ich wpływu na obiekty na powierzchni oraz stan wyrobiska szybowego.

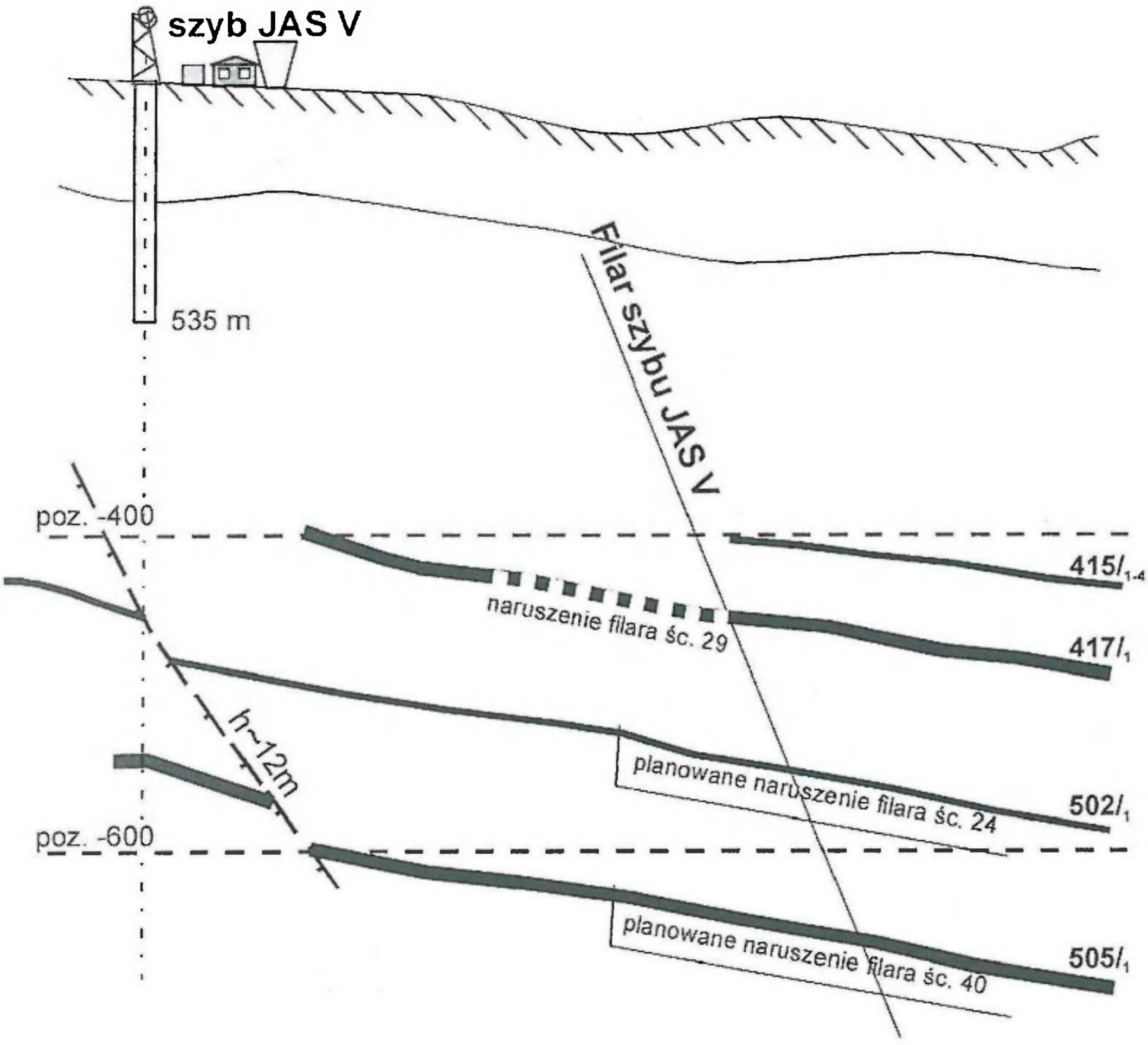
Obserwacje te będą prowadzone przez wiele lat i dopiero po zakończeniu eksploatacji w tym rejonie będzie można mieć pełen obraz zjawiska wpływu naruszenia eksploatacją filara ochronnego szybu JAS V na stan rury szybowej. Autorzy artykułu analizują początkową fazę

zjawiska dysponując co prawda nielicznymi pomiarami geodezyjnymi i obserwacjami stanu rury szybowej z niezbyt długiego okresu, jednak i one pozwalają wysunąć pierwsze wnioski.

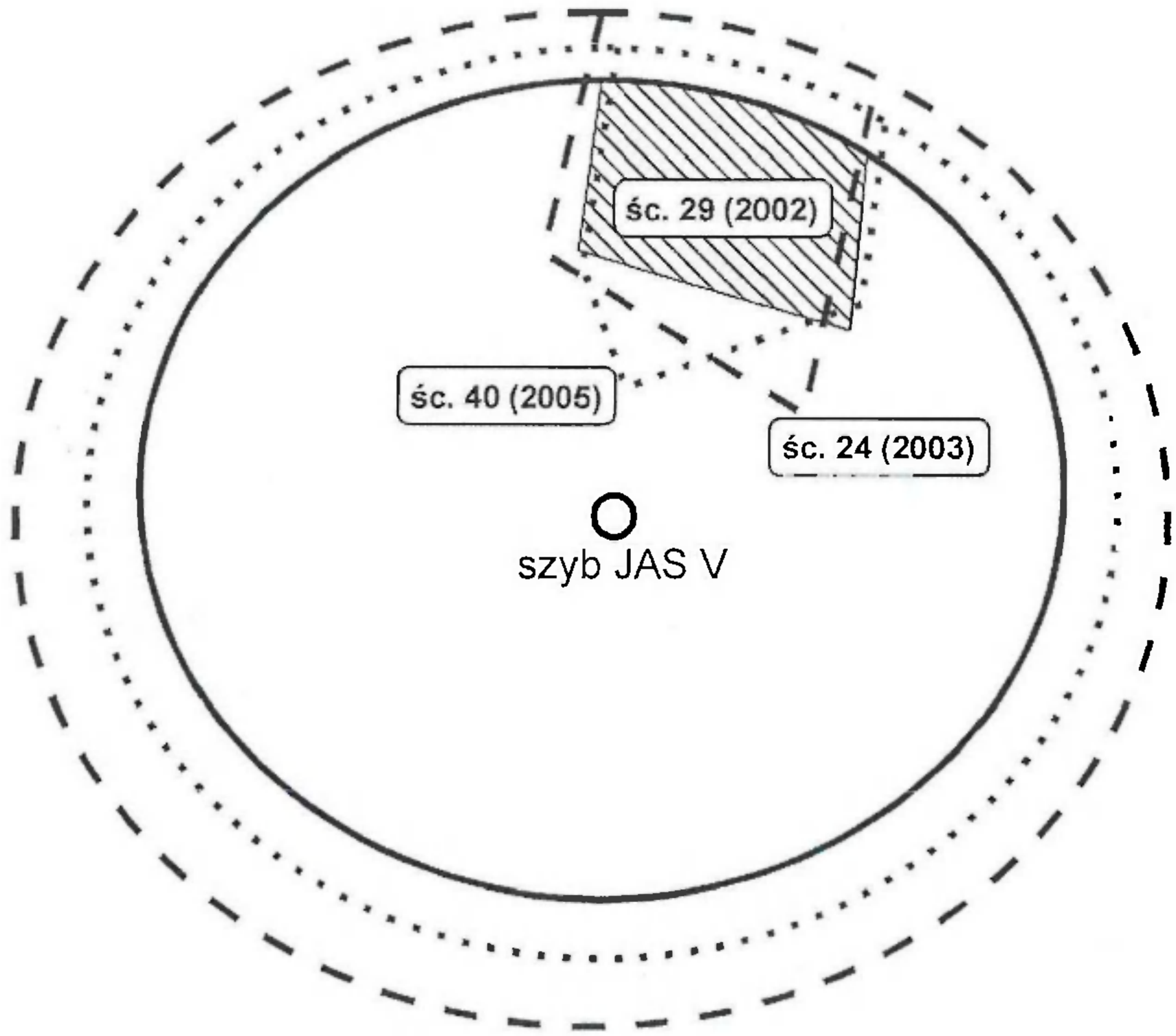
2. Projektowana eksploatacja górnicza

W rejonie na północ od filara ochronnego dla szybu JAS V kopalnia „JAS-MOS" prowadziła już w latach 1999÷2001 eksploatację śc. 29 w pokładzie $417/_1$, naruszając filar na długości 175 m.

Obecnie prowadzona jest eksploatacja śc. 24 w pokładzie $502/_1$. Eksploatacja tej ściany w roku 2003 naruszy filar szybu na długości 150 m. W latach 2005÷2007 będzie prowadzona jeszcze eksploatacja śc. 40 w pokładzie $505/_1$, naruszając filar na długości 150 m.



Rys. 1.1. Uproszczony pionowy przekrój przez złoże w rejonie szybu JAS V
Fig. 1.1. Simplified vertical cross-section by the deposit around the pit shaft JAS V



Rys. 1.2. Granice filara szybu JAS V i zakres jego naruszenia eksploatacją
Fig. 1.2. The JAS V safety pillar boundaries and the range of exploitation disturbance

3. Wpływ eksploatacji wewnątrz filara ochronnego na stan obudowy szybu

Wpływ prowadzonej eksploatacji górniczej na szyb uwidacznia się w postaci odkształceń powodujących wiele rodzajów zniszczeń w szybie:

- odkształcenia pionowe ściskające powodują łuszczenie, zgniatanie, pękanie oraz wypadanie fragmentów obudowy do szybu, a także zginanie i wyboczenie prowadników i rurociągów,
- odkształcenia pionowe rozciągające mogą powodować powstawanie szczelin, pęknięć poziomych w obudowie szybu oraz wypadanie jej obluzowanych fragmentów do szybu jak również zrywanie prowadników i rurociągów,
- odkształcenia poziome ściskające mogą powodować łuszczenie, zgniatanie obudowy oraz wypadanie jej fragmentów do szybu, a także wyboczenie dźwigarów i deformowanie tarczy szybowej,
- odkształcenia poziome rozciągające mogą być powodem powstawania pęknięć i szczelin w obudowie, deformowania tarczy szybowej, wyrywania dźwigarów z obudowy oraz wypadania fragmentów obudowy do szybu,
- wychylenie szybu z pionu może utrudniać, a nawet uniemożliwiać ruch naczyń wyciągowych w szybie, a także powodować zużywanie się prowadników,

– krzywizna szybu, czyli nierównomierne odchylenie osi szybu od pionu może powodować powstawanie pęknięć i szczelin poziomych w obudowie oraz utrudnień w ruchu naczyń wyciągowych.

4. Charakterystyka ogólna szybu JAS V

Szyb został wydrążony w latach 1962÷1964 do głębokości 535 m (poz. –240). Ma średnicę 5,50 m, a obudowa szybu jest dwuwarstwowa – murowa i betonowa. Głębienie wykonano metodą strzałową, a do głębokości 260,0 m górotwór był mrożony. Do głębokości 293,6 m napotkano cztery horyzonty wodonośne. Dla szybu określono granice filara ochronnego dla tworzącej $\psi = 58°$. W obrębie filara ochronnego znalazły się też obiekty powierzchniowe infrastruktury szybu.

Obudowa szybu jest zróżnicowana, a jej rodzaj i grubość podano w zestawieniu poniżej:

0,0÷55,0 m	– obudowa wykonana jest z cegły klinkier klasy „350" o grubości 0,64 m +koszulka betonowa o grubości 0,13 m
55,0÷136,0 m	– obudowa betonowa – 0,70 m + cegła klinkier – 0,38 m
136,0÷164,0 m	– obudowa betonowa – 0,70 m + cegła klinkier – 0,25 m
164,0÷242,6 m	– obudowa betonowa – 0,70 m + cegła klinkier – 0,38 m
242,6÷270,0 m	– obudowa betonowa – 0,85 m + cegła klinkier – 0,38 m
270,0÷276,4 m	– obudowa betonowa – 0,85 m + cegła klinkier – 0,68 m
276,4÷290,5 m	– obudowa murowa z bentonitów BSz-3 o grubości 1,00 m
290,5÷322,0 m	– obudowa betonowa – 0,85 m + cegła klinkier – 0,38 m
322,0÷535,0 m	– obudowa monolityczna betonowa o grubości 0,60 m

Na podstawie kontroli obmurza szybu JAS V przed wejściem z eksploatacją w filar szybu uznano stan techniczny obudowy szybu za dobry. Nie stwierdzono żadnych pęknięć obmurza, a wykroplenia w górnym odcinku szybu świadczą jedynie o zarysowaniach i drobnych szczelinach.

Ewentualne, niewielkie uszkodzenia w szybie JAS V powstałe na skutek naruszenia filara ochronnego nie są niebezpieczne, ponieważ w roku 1999 zdemontowano urządzenie wyciągowe szybu, pozostawiając mu funkcję szybu wentylacyjnego wydechowego, a dodatkowo w roku 2005 planuje się całkowitą likwidację szybu.

Po zlikwidowaniu urządzenia wyciągowego kontrolę obmurza szybu prowadzi się w rocznych odstępach z ratowniczego wyciągu szybowego oraz co miesiąc poprzez oświetlanie okolic podszybi.

5. Prognoza deformacji szybu w skutek dokonanej i projektowanej eksploatacji górniczej

Do momentu rozpoczęcia eksploatacji śc. 29 w rejonie szybu JAS V zarejestrowano obniżenia rzędu 470 mm i były one spowodowane dwoma czynnikami:

- postępującym wieloletnim odwodnieniem górotworu (dwukrotnie w tym czasie zmniejszyła się ilość wody odprowadzanej z szybu). Szacuje się, że wynikłe z tego powodu obniżenia są równomierne, nie powodowały istotnych deformacji powierzchni i mogły spowodować odkształcenia pionowe $\varepsilon_{zz} = 0.54$ mm/m,
- wpływom eksploatacji poza filarowej - spowodowało to maks. obniżenie w = 255 mm na wysokości zrębu szybu.

Obniżenie to maleje wraz z głębokością i na głębokości ok. 300 m osiągnęło wartość około w = 30 mm. Nastąpiło w kierunku północnym – wychylenie to posiadało największą wartość U = 250 mm na wysokości zrębu szybu i maleje z głębokością. Na głębokości 300 m osiągnęło wartość ok. w = 30 mm. Wpływy te spowodowały odkształcenia pionowe ściskające o maksymalnej wartości $\varepsilon_z = 0,8$ mm/m na głębokości 100 do 200 m.

Sumaryczne odkształcenie pionowe górotworu wokół szybu osiągnęło zatem wartość ok. 1,34 mm/m.

Wskutek wpływów bezpośrednich budynek wentylatorów uległ obniżeniu od 280 mm do 313 mm. Spowodowało to zmiany nachylenia budynku T<1,6 mm/m w kierunku północnym.

Rejon zrębu szybu V i budynku wentylatora podlegał odkształceniom poziomym o wartościach $\varepsilon_x = 1.2$ mm/m. Generalnie teren chroniony w rejonie szybu V i budynku wentylatorów podlegał deformacjom znacznie mniejszym niż dopuszczalne dla I kategorii ochrony terenów górniczych.

Dla wszystkich projektowanych ścian wykonano prognozę deformacji rury szybowej wskutek dokonanej i projektowanej eksploatacji górniczej. Zastosowano program EDNI opracowany przez J. Białka. Program ten wykonuje prognozę deformacji wykorzystując wzory czasoprzestrzennego wariantu teorii W. Budryka – S. Knothego i (opcjonalnie) rozszerzenia tych wzorów opracowane przez J. Białka. Program ten uwzględnia rozwój eksploatacji w czasie i daje możliwość uzyskania prognoz wskaźników deformacji traktowanych jako przyrost ich wartości od dnia o określonej dacie do dnia o określonej dacie oraz umożliwia uzyskanie prognozy ekstremalnych w czasie wartości deformacji zwanych również wielkościami historycznie największymi.

Na podstawie wyników uzyskanych z programu wykonano mapy deformacji terenu wokół szybu obrazujące obniżenie, nachylenie i odkształcenie poziome spowodowane eksploatacją dokonaną i projektowaną. Sporządzono też prognozę deformacji dla 7 punktów obliczeniowych położonych w szybie JAS V co 100 m aż do głębokości 535 m. Na podstawie otrzymanych danych sporządzono wiele charakterystyk, a w referacie zaprezentowano prognozowane odkształcenia pionowe na całej długości rury szybu w poszczególnych latach.

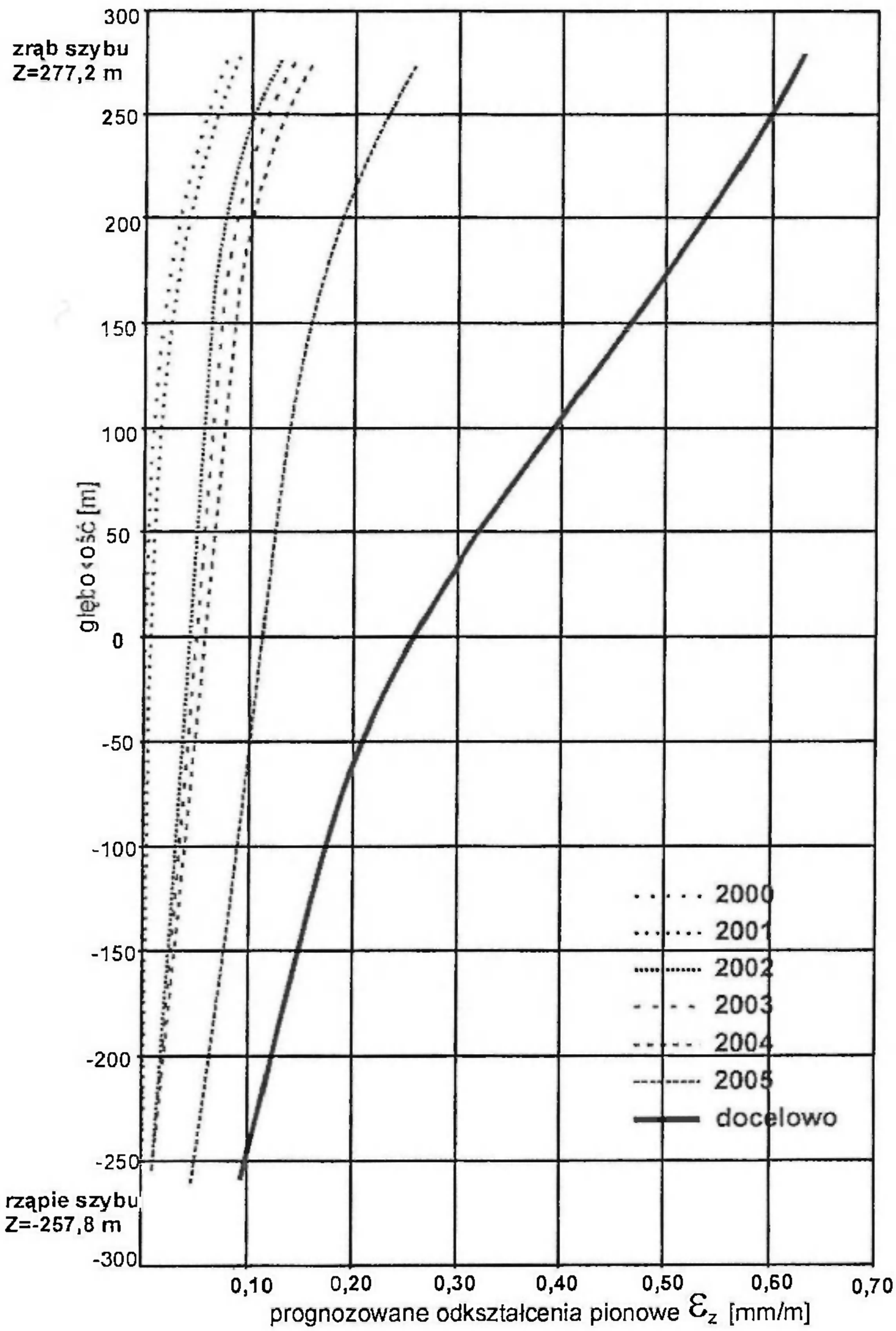
Otrzymane charakterystyki umożliwiły ocenę wpływu planowanej eksploatacji naruszającej filar szybu JAS V na stan rury szybowej.

Projektowana eksploatacja ściany 29 w pokładzie $417/_1$ miała naruszyć filar szybu V na głębokości 900 m w głąb ok. 180 m. Wysokość eksploatacyjna ściany wynosiła 2,4 m. Prognozowano, że wewnątrz filarowa eksploatacja ściany 29 spowoduje następujące deformacje w rejonie szybu JAS V:

- maksymalne obniżenie: $w_{max} = 35$ mm - zrąb szybu,
- maksymalne wychylenie: $u_{max} = 62$ mm - zrąb szybu,
- maksymalne odkształcenie pionowe $\varepsilon_z = 0,1$ mm/m na głębokości od 0 do 150 m,
- budynek wentylatora ulegnie obniżeniu o ok. 40 mm co spowoduje jego zmianę nachylenia $T_{max}<0,7$ mm/m.

Prognozowano również, że teren wokół budynku wentylatora ulegnie dalszemu odkształceniu poziomemu $\varepsilon_x = 0{,}9$ mm/m.

Powyższe umożliwiło wysunięcie wniosku, że wewnątrz filarowa eksploatacja ścianą 29 spowoduje bardzo małe deformacje rury szybowej. W zakresie odkształceń pionowych będą to deformacje wielokrotnie mniejsze od już zaistniałych i biorąc pod uwagę stan obudowy byłyby to deformacje dopuszczalne. Również nachylenie budynku wentylatora należało uznać na dopuszczalne.

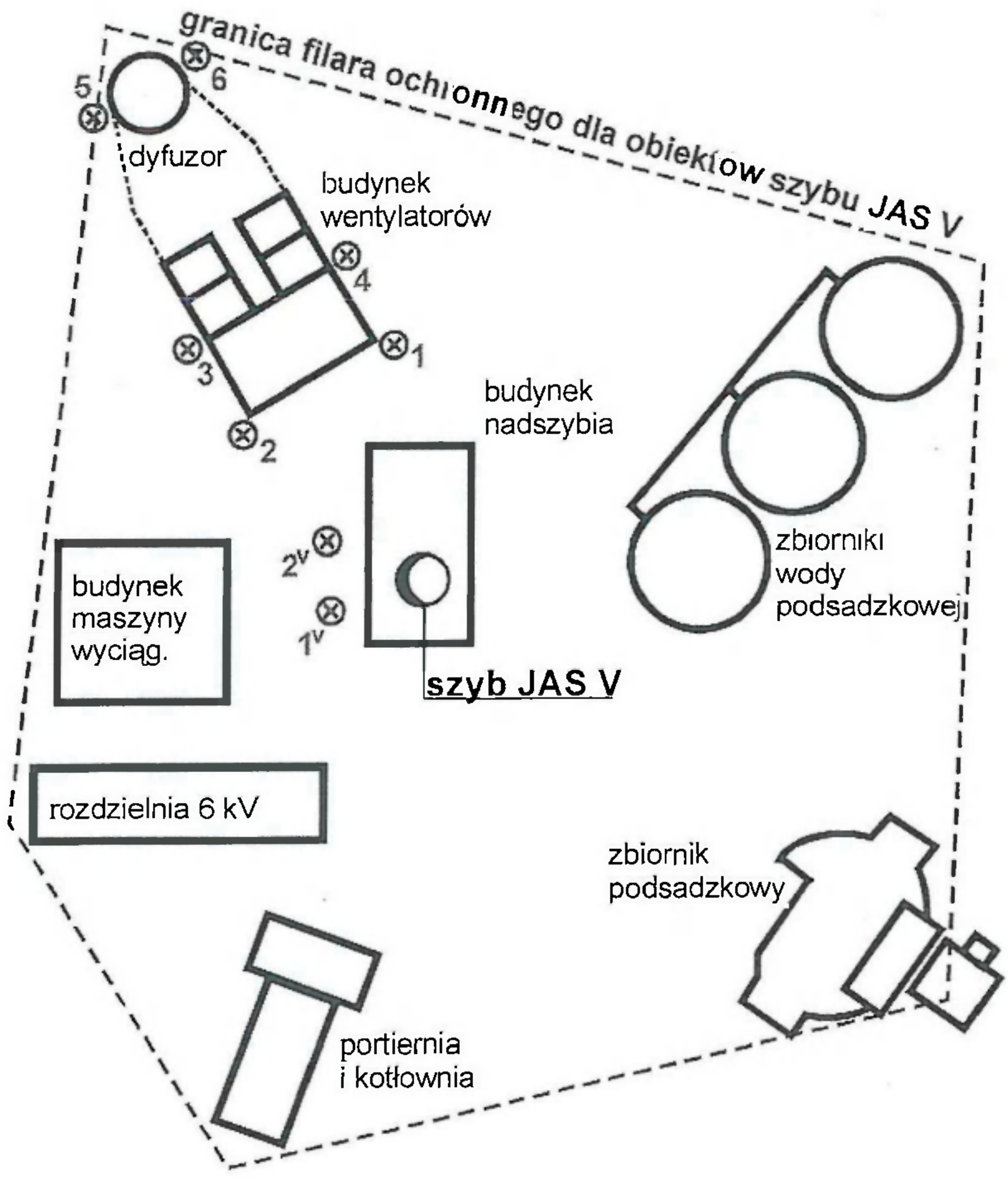


Rys. 5.1. Prognozowane odkształcenia pionowe na całej długości rury szybu w poszczególnych latach
Fig. 5.1. Forecasted vertical strains along the pit shaft pipe in particular years

6. Wpływ eksploatacji ściany 29 z naruszeniem filara ochronnego

6.1. Pomiary geodezyjne w filarze szybu JAS V

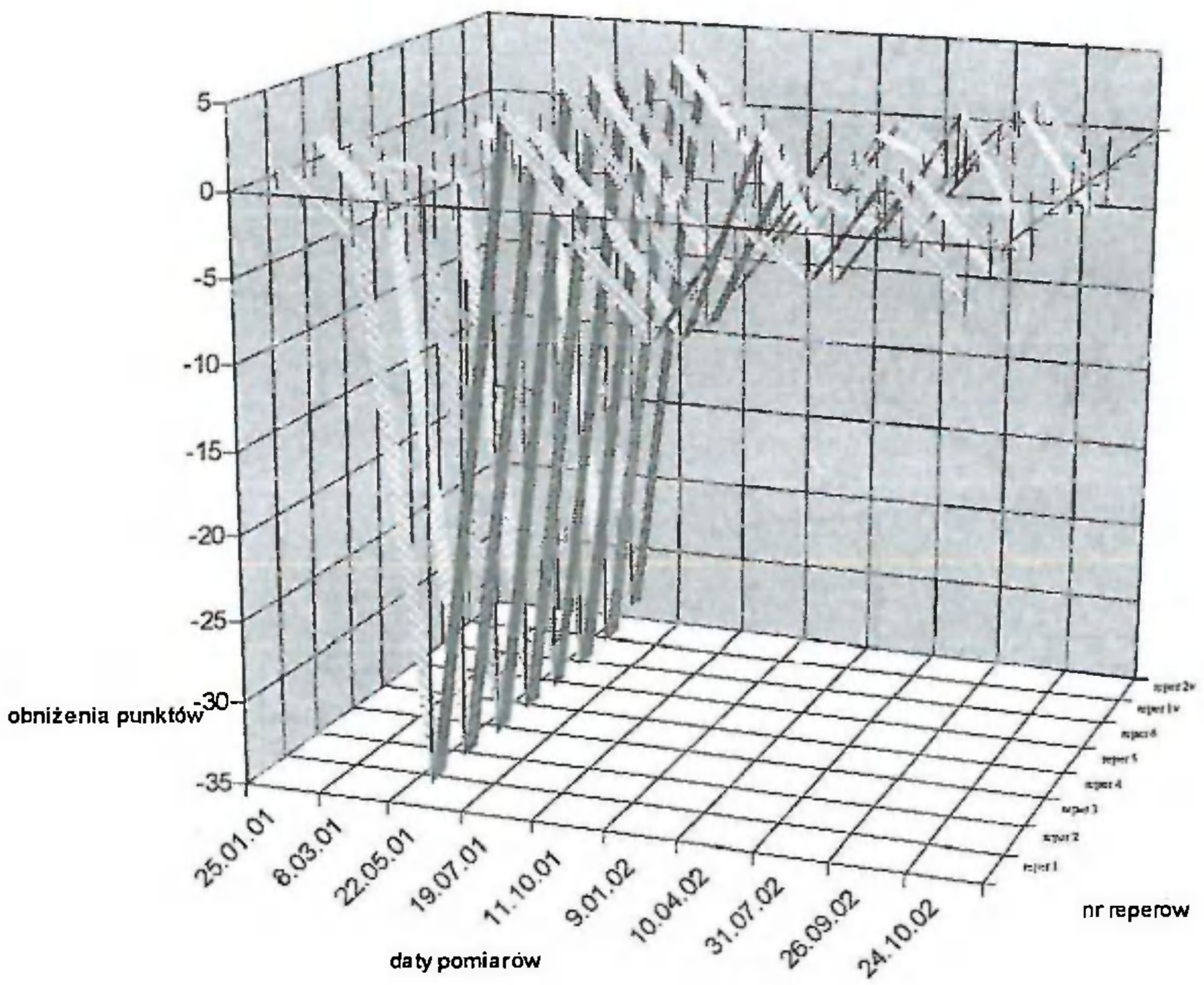
W rejonie filara szybu JAS V zastabilizowano kilka punktów pomiarowych. Repery 1^{V} i 2^{V} umieszczono na stopach zastrzałów wieży szybowej, a punkty 1, 2, 3, 4, 5, 6 na budynku wentylatorów i dyfuzorze tak, jak to przedstawiono na rysunku 6.1.



Rys. 6.1. Obiekty w obrębie filara szybu JAS V wraz z zaznaczonymi punktami pomiarowymi
Fig. 6.1. Objects inside the JAS V safety pillar with dislocation of measurments data

Do momentu rozpoczęcia eksploatacji śc. 29 w 1999 roku przeprowadzane pomiary wskazywały na liniowy charakter przyrostu osiadań w czasie, który wynosił ok. 20 mm/rok. Osiadania te związane były z występowaniem pośrednich wpływów wielkoobszarowej eksploatacji kopalń JSW S.A. oraz zmianą warunków hydrogeologicznych związanymi z wieloletnim odwodnieniem górotworu.

Na podstawie wykonanych pomiarów przedstawionych na rysunku 6.2, zauważyć można, że wpływ eksploatacji ściany 29 był najbardziej widoczny bezpośrednio po zakończeniu biegu ściany – obniżenia punktów pomiarowych osiągnęły wartość 34 mm.



Rys. 6.2. Prognozowane odkształcenia pionowe na całej długości rury szybu w poszczególnych latach
Fig. 6.2. Forecasted vertical strains along the pit shaft pipe in particular years

Porównując pomierzone wartości osiadań spowodowanych wpływem eksploatacji górniczej na filar szybowy szybu JAS V z wartościami prognozowanymi, można stwierdzić, że są one w pełni porównywalne.

6.2. Obserwacje stanu rury szybowej szybu

W czasie prowadzenia eksploatacji z naruszeniem filara ochronnego ze względu na brak urządzenia wyciągowego możliwa jest obserwacja stanu rury szybowej w ograniczonym zakresie. Dokonuje się miesięcznych kontroli stanu obmurza w rejonie wlotów na podszybiach przez ich oświetlenie.

Do dnia oddania do druku powyższego artykułu na podstawie tych obserwacji stwierdzono jedynie niewielkie objawy łuszczenia się obudowy.

Nie stwierdzono jednak dalszych objawów negatywnego wpływu naruszania filara ochronnego na stan rury szybowej jak:

- pękania obudowy do szybu,
- wypadania fragmentów obudowy do szybu,
- pęknięć i szczelin w obudowie.

W okresach kwartalnych kontroluje się dopływ wody naturalnej do szybu – również nie stwierdzono zmian co do wielkości dopływu oraz zawartości w wodzie części mineralnych.

Roczne kontrole stanu obmurza szybu JAS V ze względu na brak urządzenia wyciągowego wykonywane są z wykorzystaniem Górniczego Wyciągu Awaryjnego Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego w Bytomiu. Ostatnia kontrola wykonana w wrześniu 2002 r. potwierdziła dobry stan obudowy.

Co prawda brak urządzenia wyciągowego w szybie uniemożliwia dokonanie pełnych pomiarów odkształceń rury szybowej, jednak prowadzone obserwacje nie uwidaczniają objawów zniszczeń rury szybu JAS V oraz charakterystycznych objawów dla odkształceń spowodowanych wpływem eksploatacji górniczej.

7. Wnioski

1. Naruszenie filara szybowego pojedynczą eksploatacją ścianową prowadzoną na głębokości poniżej –400 m w KWK „JAS-MOS" nie spowodowało istotnych obniżeń powierzchni terenu co stwierdzono pomiarami geodezyjnymi jakie wykonano na obiektach budowlanych znajdujących się w filarze szybu JAS V. Wartości tych obniżeń są zbieżne z wartościami prognozowanymi.
2. Wpływ naruszenia filara szybu JAS V na stan rury szybowej był niewielki – obserwacje prowadzone w szybie nie uwidoczniły objawów zniszczeń rury szybu JAS V oraz charakterystycznych objawów dla odkształceń spowodowanych wpływem eksploatacji górniczej. Obserwacje te są zbieżne z prognozowanymi odkształceniami pionowymi - miały one osiągnąć maksymalnie wartość tylko –0,1 mm/m. Były by to deformacje wielokrotnie mniejsze od już zaistniałych i biorąc pod uwagę stan obudowy szybu są to deformacje dopuszczalne.
3. Możliwe jest naruszenie filara ochronnego szybu w odniesieniu do dużych głębokości zalegania pokładów przy dobrej znajomości parametrów odkształceniowych górotworu w rejonie filara w zależności od lokalnych warunków górniczo-geologicznych.

Literatura

[1] Filcek H., Walaszczyk J., Tajduś A. 1994: Metody komputerowe w geomechanice górniczej. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice.

[2] Lubryka M., Ogiegło K., Śliwiński J., Małkowski P., 2002: Is possible to win back a part coal resources confined to the safety pillar of pit shaft. The 9th International Energy Conference & Exhibition. Cracow, Poland.

[3] Lubryka M., 2000: Wpływ eksploatacji górniczej w rejonie filara ochronnego na deformacje powierzchni terenu i zachowanie się rury szybowej. Praca doktorska (niepublikowana). Kraków.

[4] Majcherczyk T., Małkowski P., Majchrzak J., 2002: Analiza wybranych skutków eksploatacji górniczej dokonanej w filarze ochronnym szybu Jas-5. Wydawnictwa Głównego Instytutu Górnictwa, Górnictwo, seria konferencje nr 41, Katowice, 315–321.
[5] Majcherczyk T., Lubryka M., Małkowski P., Witosiński J. 2000: Makroskopowa oraz laboratoryjna ocena stanu obudowy wyrobiska szybowego. Materiały konferencyjne Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, Bukowina Tatrzańska.
[6] Opracowanie, 2001: Określenie możliwości częściowego naruszenia filara ochronnego szybu Sz/W P5 Jas eksploatacją ściany 24 W-3 w pokładzie 502/1.
[7] Opracowanie, 2000: Ocena stateczności obudowy szybowej szybu Jas 5 KWK „JAS-MOS" w związku z planowanym naruszeniem filaru szybowego eksploatacją górniczą.
[8] Tajduś A., Flisiak J., Cała M. 1998: Ekspertyza techniczna prowadzenia eksploatacji w wyznaczonych partiach pokładów $510/_{1\text{-}2}$, $505/_{1}$ w filarze ochronnym ...". (niepublikowana), Kraków.
[9] Richardson A. M., John C. M., 1988: A Concrete Shaft Liner Design Methodology for Nuclear Waste Repositories. Key Questions in Rock Mechanics, Cundall et al., Balkema Rotterdam.
[10] Zasady, 1996: Wyznaczanie filarów ochronnych dla obiektów powierzchniowych I podziemnych na obszarach górniczych kopalń węgla kamiennego. Zarządzenie nr 4 MGiE z 01.02.1986 r.
[11] Zych J., 1996: Czynniki wpływające na wielkość i rozkład deformacji w szybie. Materiały konferencyjne Szkoły Eksploatacji Podziemnej '96, Szczyrk, 234–239.

The influence of exploitation disturbing safety pillars of a coal-mine "JAS-MOS"

Abstract

The exploitation was carrying out in the 'JAS-MOS' coal-mine disturbed the small segment of the safety pillar of the pit shaft JAS V. This paper presents evaluation of the longwall working effects for the pit shaft pipe stability and the surface deformations.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Tadeusz Majcherczyk

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.65–75

Andrzej CZECHOWSKI
ELGÓR+ HANSEN Sp. z o. o. ul. Opolska 19, 41-500 Chorzów,
poczta@elgor.com.pl (0-32) 249 94 80, (0-32) 249 94 80 wew. 140

Aparatura manewrowa na napięcie 3300 V oraz mikroprocesorowy układ automatyzacji przenośników z transmisją danych i pełnym monitorowaniem pracy wysokowydajnego kompleksu ścianowego w LW BOGDANKA S. A.

Słowa kluczowe

Nowe techniki i technologie w eksploatacji podziemnej złóż

Streszczenie

Referat prezentuje aparaturę manewrową na napięcie 3300 V produkcji ELGÓR+ HANSEN Sp. z o. o. w Chorzowie oraz mikroprocesorowy układ automatyzacji przenośników typu EH-APD 1 zastosowane w wysokowydajnym kompleksie ścianowym z pełnym monitorowaniem pracy urządzeń na powierzchni.

1. Wstęp

Firma ELGÓR+ HANSEN Sp. z o. o. istnieje na rynku od 1989 roku zaś od 1994 roku działa w grupie firm o podobnym profilu z siedzibami w Johannesburgu (RPA), Gelsenkirhen (Niemcy) i w Opavie (Republika Czeska). Od początku działalności firma zajmuje się produkcją, remontami i modernizacją elektrycznej aparatury budowy przeciwwybuchowej dla podziemnych zakładów górniczych. Ciągły rozwój firmy realizowany jest w oparciu o dążenie do kompleksowości dostaw i usług od jednego producenta.

Na sukces rozwoju firmy złożyło się wiele czynników:

- właściwe założenia rozwoju firmy wsparte nowoczesną technologią, zwiększającą bezpieczeństwo pracy użytkowników oraz konsekwencja w jej wdrażaniu,
- bardzo dobrze zorganizowany serwis, będący wizytówką firmy, w każdej chwili służący klientom doradztwem i pomocą,
- innowacyjność produkcyjna oraz konsekwentna i skuteczna realizacja zasady kompleksowości świadczonych usług dla klienta od jednego dostawcy,
- duża mobilność działów: projektowego, produkcji i marketingu firmy.

Obecnie firma jest producentem całej gamy stacji kompaktowych od cztero-odpływowych do 12-to odpływowych. Produkujemy wyłączniki ognioszczelne w 5-ciu konfiguracjach. Jesteśmy także producentem całej gamy rozruszników tyrystorowych.

W naszej ofercie produkcyjnej znajduje się nowoczesny mikroprocesorowy układ automatyzacji przenośników z wizualizacją procesu na powierzchni a także przewoźne ognioszczelne stacje transformatorowe.

2. Wysokowydajny kompleks ścianowy w LW BOGDANKA S.A. zasilany napięciem 3300 V za pomocą aparatury produkcji ELGÓR+ HANSEN Sp. z o.o.

W lipcu 2002 roku w LW BOGDANKA S.A. został uruchomiony pierwszy w polskim górnictwie węglowym wysokowydajny kompleks ścianowy, w którym wszystkie urządzenia: kombajn ścianowy, przenośnik ścianowy i podścianowy oraz kruszarka zostały zasilone napięciem 3300 V.

Kompleks ten został uruchomiony w ścianie 10/l a do zasilania urządzeń napięciem podwyższonym 3,3 kV została zastosowana aparatura manewrowa produkcji ELGÓR+ HANSEN Sp. z o. o. w Chorzowie.

Pionierskim rozwiązaniem jest układ zasilania kompleksu wyposażonego w kombajn typu JOY 4LS8, przenośnik ścianowy napędzany trzema silnikami 500kW- 3,3 kV, przenośnik podścianowy z jednym napędem 200 kW-3,3 kV oraz w kruszarkę z jednym napędem 200 kW - 3,3 kV. Dodatkowym wyzwaniem technicznym było konieczność umiejscowienia przewoźnych ognioszczelnych stacji transformatorowych poza wybiegiem ściany w odległości 3500m od ściany. Realizacją tak określonych założeń było zastosowanie do zasilania kompleksu napięcia 3300V. Celowość zastosowania aparatury elektrycznej na napięcie 3300V poparte zostało przeprowadzonymi przez ELGÓR+ HANSEN pełnymi obliczeniami sieci 6 kV oraz 3,3 kV. w LW BOGDANKA S.A. Zastosowana przez ELGÓR + HANSEN technika umożliwiła realizację założeń kopalni tj. umieszczenie przewoźnych ognioszczelnych stacji transformatorowych poza chodnikiem przyścianowym i zabudowanie ich w odległości 3500 m poza wybiegiem ściany. Ognioszczelne wyłączniki stycznikowe zostały umieszczone w chodniku nadścianowym w odległości około 100 m od wylotu ściany.

Zastosowanie napięcia 3,3 kV umożliwiło ograniczenie spadków napięcia w sieci zasilającej urządzenia kompleksu ścianowego, tym samym możliwe stało się wyprowadzenie stacji transformatorowych na tak dużą odległość od ściany i ustawienie ich w taki sposób aby bez wykonania ich przebudowy możliwe było wybranie kilku kolejnych ścian. Jednocześnie ograniczono liczbę elementów i masę pociągu aparaturowego, co z kolei zdecydowanie wpłynęło na jakość, komfort i bezpieczeństwo pracy. Zastosowanie podwyższonego napięcia 3300 V do zasilania urządzeń kompleksu ścianowego umożliwia także zastosowanie w ścianie urządzeń o dużo wyższych mocach zainstalowanych przy jednoczesnym ograniczeniu przekroju przewodów zasilających silniki napędowe.

Do zasilania urządzeń kompleksu firma ELGÓR+ HANSEN zaproponowała trzy ognioszczelne przewoźne stacje transformatorowe typu EH-1500/6/3,3 oraz pięć sztuk ognioszczelnych wyłączników stycznikowych typu EH-dG 3 - 3,3 kV.

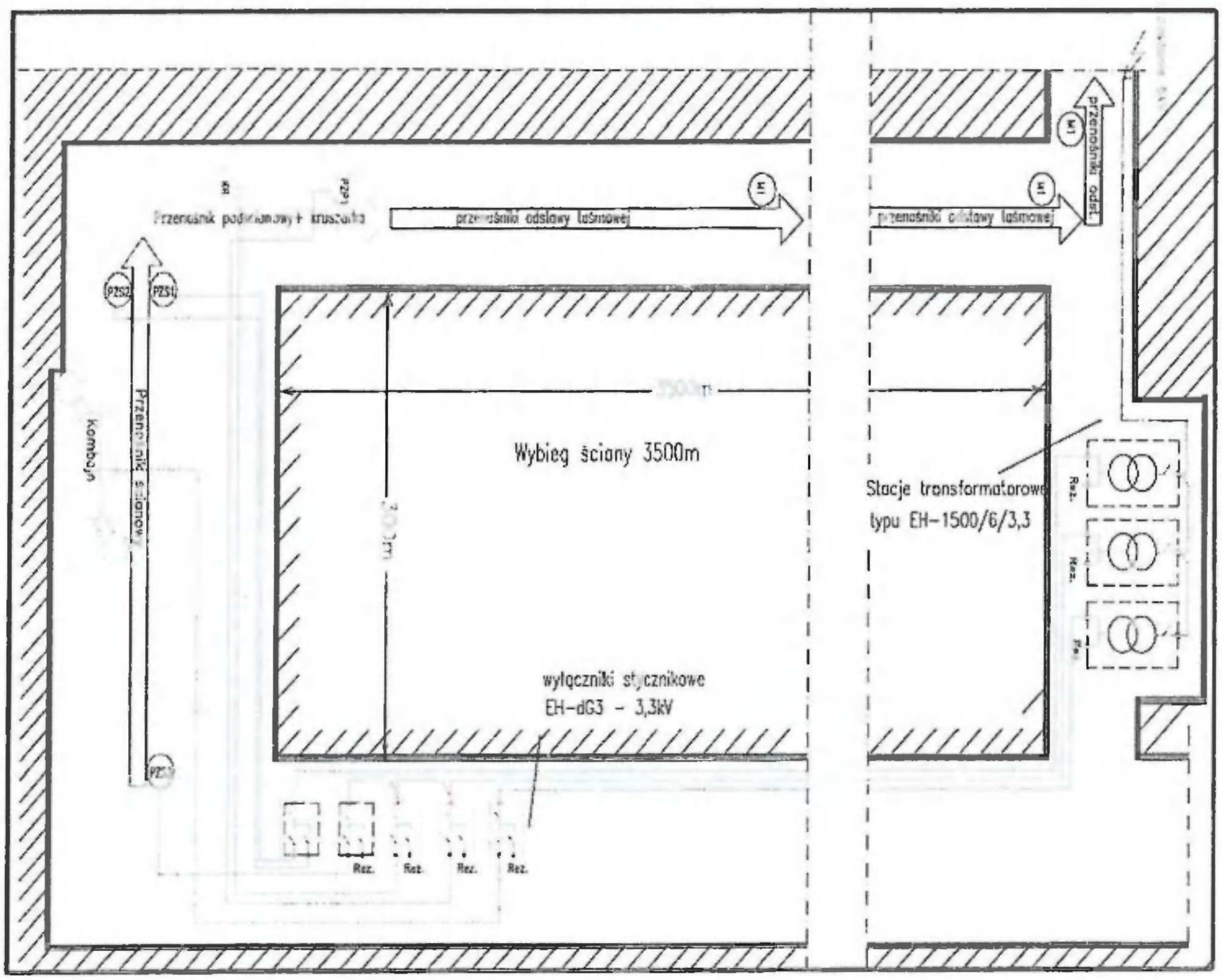
Cała elektryczna aparatura manewrowa kompleksu ścianowego produkcji ELGÓR+ HANSEN a także kombajn ścianowy wyposażone są w układ pełnego monitorowania pracy urządzeń i transmisji danych na powierzchnię kopalni.

Do wykonania sygnalizacji głośnomówiącej na przenośniku ścianowym i podścianowym ELGÓR HANSEN dostarczył nowoczesny mikroprocesorowy układ automaty-

zacji przenośników typu EH-APD 1 z transmisją danych i pełnym monitoringiem pracy urządzeń na powierzchni kopalni wraz z możliwością pełnej zdalnej ingerencji w układ automatyzacji i świadomym kierowaniem pracowników tylko do miejsc ewentualnych usterek.

Wykonano również dokumentację systemową tego kompleksu wraz z przeprowadzeniem procedury atestacyjnej i z uzyskaniem dopuszczenia WUG.

Zastosowana aparatura manewrowa jest całkowicie polską konstrukcją - jest owocem myśli i pracy polskich inżynierów i pracowników, która wyeliminowała przestarzałe i dotychczas importowane urządzenia. Urządzenia te zostały zaprojektowane przez ELGÓR+ HANSEN w oparciu o najnowsze trendy światowej techniki niskich i średnich napięć, spełniając wszelkie wymagania aktualnie obowiązujących polskich norm jak i norm zalecanych do stosowania przy konstruowaniu urządzeń na napięcie 3,3 kV. Konstrukcja tych urządzeń została oparta o najnowszą elektrotechnikę i powstała na bazie najnowocześniejszych istniejących na rynku podzespołów zastosowanych już wcześniej i sprawdzonych na innych polskich kopalniach.



Rys.2.1. Schemat rozmieszczenia urządzeń w kompleksie ścianowym ściany 10/la w LW BOGDANKA S. A.

Fig.2.1. Lay-out of the eqipment on a longwall complex of the longwall 10/la in LW BOGDANKA S. A.

Opracowanie od podstaw oraz wdrożenie do produkcji aparatury łączeniowej i zasilającej na napięcie 3,3 kV, która dotychczas nie była produkowana w kraju oraz uruchomienie kompleksu -mimo, że nie obyło się bez problemów na bieżąco usuwanych- było ogromnym sukcesem firmy ELGÓR+ HANSEN w Chorzowie oraz okazją do zdobycia nowych budujących wartość firmy doświadczeń, które będą spożytkowane przy uruchamianiu kolejnych wysokowydajnych kompleksów ścianowych.

3. Aparatura manewrowa na napięcie 3,3 kV.

Dziesięć pracujących obecnie w polskich kopalniach kompleksów ścianowych zasilanych napięciem 3,3 kV pracuje w oparciu o angielskie i francuskie transformatory i wyłączniki, wprowadzone do produkcji w latach osiemdziesiątych.

W latach 2000 - 2001 wykonaliśmy prace modernizacyjne dostosowujące pracującą aparaturę firm JOY, BRUSH-TRANSFORMERS i WALLACETOWN do wymagań norm i przepisów górniczych w tym zakresie dla potrzeb: NSW S. A. KWK BRZESZCZE, KWK PIAST oraz RSW S. A. KWK JANKOWICE. Wykonaliśmy również remont wyposażenia elektrycznego kompleksu 3,3 kV dla KWK STASZIC.

Doświadczenia naszej firmy zdobyte przy remontach i modernizacjach kompletów urządzeń elektrycznych do w/w kompleksów ścianowych, a głównie zakres problemów pozostających do rozwiązania w ramach modernizacji oraz występujące w momencie awarii problemy związane z brakiem możliwości szybkiej reakcji (brak części zamiennych), skłonił nas do rozpoczęcia produkcji własnych urządzeń na napięcie 3,3 kV.

Zaprojektowano więc i wyprodukowano wyłącznik manewrowy EH-dG3-3,3 oraz przewoźną ognioszczelną stację transformatorową EH-1500 kVA/6/3,3.

Przy konstruowaniu w/w urządzeń uwzględniono dotychczasowe doświadczenia z eksploatacji dziesięciu kompleksów ścianowych zasilanych napięciem 3,3 kV, jak również uwzględniono wymagania obecnych przepisów górniczych oraz najnowszych wymagań obowiązujących polskich norm jak i norm zalecanych do stosowania przy konstruowaniu urządzeń na napięcie 3,3 kV.

Powstały zatem po raz pierwszy zaprojektowane i wyprodukowane w kraju urządzenia oparte o najnowszą elektrotechnikę i na bazie najnowocześniejszych istniejących na rynku podzespołów.

Spełnienie wysokich wymagań polskich norm, zmusiło nas również do skonstruowania we własnym zakresie kilku podzespołów zupełnie dotychczas nie produkowanych lub nie stosowanych w kraju jak:

- zespół zabezpieczeń upływowo- ziemnozwarciowych kontrolujących odpływy na napięcie znamionowe 3,3 kV,
- odłącznik z uziemnikiem na napięcie znamionowe 6 kV,
- moduł testu wysokim napięciem kabla odpływowego przed podanie napięcia,
- moduł kontroli ekranu zewnętrznego.

3.1. Wyłącznik stycznikowy typu EH-dG 3 – 3,3 kV.

Ognioszczelny wyłącznik stycznikowy - EH-dG3-3,3 przeznaczony jest do łączenia i sterowania napędów maszyn w podziemnych wyrobiskach górniczych.

Wyłącznik ten jest dwuodpływowym trzykomorowym wyłącznikiem o prądzie ciągłym 400 A. Jest on wyposażony w dwa styczniki z sześciofluorkiem siarki 400 A oraz dwa kompletnie zabezpieczone odpływy. Maksymalny prąd ciągły każdego z odpływów wynosi także 400A.

Wyłącznik umożliwia zasilanie maksymalnie dwóch silników w układzie pojedynczym lub rewersyjnym.

Zasilanie wyłącznika przewidziane jest z transformatora o napięciu znamionowym po stronie wtórnej równym 3300 V z izolowanym punktem zerowym. Obudowa wyłącznika podzielona jest na trzy części tj.:

- komorę główną,
- komorę przyłączowo - dopływową,
- komorę przyłączowo - odpływową.

Zastosowane w wyłączniku blokady mechaniczne i elektromechaniczne zapewniają wysoki poziom bezpieczeństwa obsługi wyłącznika.

Wyłącznik ten został wyposażony :

- zespół zabezpieczeń cyfrowych chroniący od skutków zwarć międzyfazowych i przeciążeń,
- zabezpieczenie temperaturowe silników,
- zabezpieczenie ekranu zewnętrznego i ciągłości uziemienia,
- zabezpieczenie upływowe zewnętrznych obwodów elektrycznych, moduł testu wysokiego napięcia,
- przekaźnik czasowy.

W wyłączniku zastosowano własnej konstrukcji zabezpieczenie ziemnozwarciowe (centralno-blokujące) oraz moduł testu wysokiego napięcia, stosowany do próby kabla odpływowego napięciem 4,1 kV DC, przed załączenie odpływu na napięcie znamionowe.

3.2. Przewoźna ognioszczelna stacja transformatorowa typu EH- 1500/6/3,3

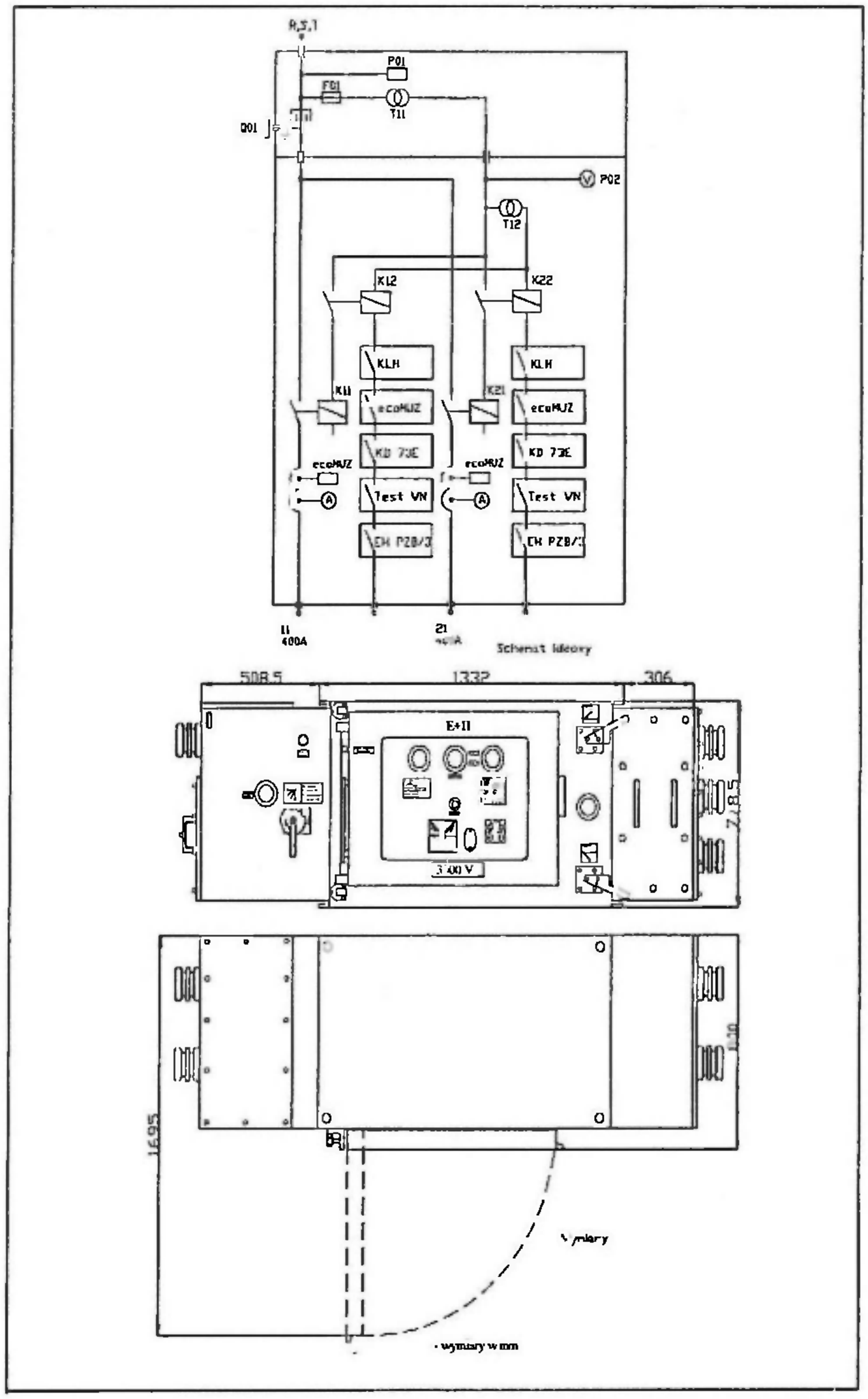
Jest to stacja transformatorowa górnicza sucha wyposażona w komorę górnego napięcia z zabudowanym stycznikiem z sześciofluorkiem siarki i kompletem zabezpieczeń oraz niskonapięciową komorę z dwoma kompletnie zabezpieczonymi odpływami.

Zastosowane zabezpieczenia elektroenergetyczne oraz przyjęty system sterowania i współpracy z blokadami technologicznymi oraz z wykorzystanie obwodów iskrobezpiecznych pozwala na zasilanie odbiorników zainstalowanych w pomieszczeniach a, b i c zagrożenia wybuchowego. Stacja transformatorowa składa się z trzech zasadniczych elementów:

- komory górnego napięcia – składającej się z:
  - komory przyłączowej - zamykanej pokrywą mocowaną śrubami,
  - wyposażonej we wpusty kablowe,
  - komory odłącznikowej - zamykanej pokrywą mocowaną śrubami, wyposażona w odłącznik 6 kV z zewnętrznym napędem i uziemnikiem,
  - komory aparaturowej górnego napięcia - zamykanej pokrywą z zamknięciem specjalnym, zabezpieczającym otwarcie komory wyłącznika przy załączonym odłączniku oraz wyposażoną w łącznik główny i aparaturę zabezpieczającą.
- komory transformatora mocy - posiadającej konstrukcję zapewniającą:
  - odprowadzenie ciepła w stanie pracy ciągłej,

- dostęp do zaczepów transformatora i regulację napięcia ± 5%

- komory dolnego napięcia - składającej się z:
  - komory przyłączeniowej dolnego napięcia, zamykanej pokrywą mocowaną śrubami oraz wyposażoną we wpusty kablowe,
  - komory zabezpieczeń dolnego napięcia - zamykanej pokrywą mocowaną śrubami wyposażoną w zabezpieczenia upływowe centralno-blokujące, ziemnozwarciowe, nadmiarowo-prądowe oraz elementy układu sterowania i kontroli ciągłości uziemienia.



Rys. 3.1. Schemat ideowy i wymiary wyłącznika stycznikowego typu EH-dG 3 – 3,3 kV
Fig. 3.1. Schematic diagram and dimensions of the contactor breaking switch type EH-dG 3 – 3,3 kV

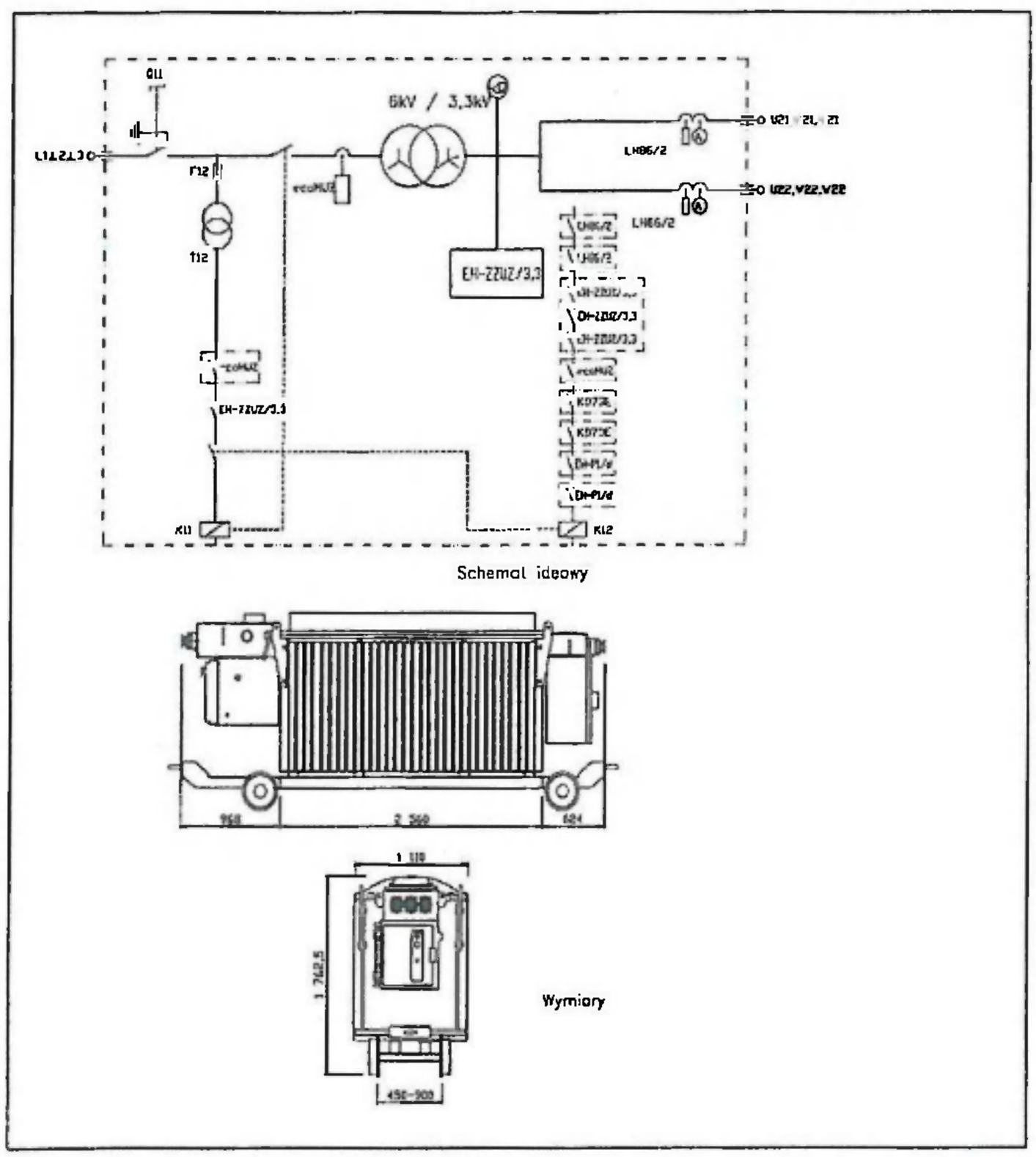
Poszczególne segmenty stacji połączone ze sobą integrują nie tylko obudowy mechaniczne, ale również zapewniają prawidłową i bezpieczną eksploatację stacji. Segment górnego napięcia stanowiący jednoczłonowe pole rozdzielcze średniego napięcia, decyduje o możliwości zasilania i poprawnej pracy całej stacji.

Zastosowane w stacji blokady mechaniczne i elektromechaniczne zapewniają wysoki poziom bezpieczeństwa obsługi i eksploatacji stacji.

Stację transformatorową wyposażono w iskrobezpieczny układ zdalnego wyłączania stycznika górnego napięcia.

Parametry tych stacji są następujące:

- zaczepy uzwojenia WN - 5% i + 5%,
- górne napięcie – 145A/ 6000V,
- dolne napięcie – 255A/ 3400V,
- straty w żelazie i w miedzi odpowiednio: 3400W, 8700W,
- impedancja procentowa 3%,
- wymiary stacji: długość-szerokość-wysokość 4700x 1520x 1196mm (bez zestawu kołowego).



Schemat ideowy

Wymiary

Rys. 3.2. Schemat ideowy i wymiary stacji transformatorowej typu EH-1500/6/3,3.
Fig. 3.2. Schematic diagram and dimensions of the transformers station type EH-1500/6/3,3

4. Mikroprocesorowy układ automatyzacji przenośników typu EH-APD 1

Mając na uwadze fakt obecnej koncentracji wydobycia, jak również ciągłe dążenie do ograniczenia wysokich jeszcze kosztów pozyskania urobku coraz częściej niezbędne staje się wykorzystywanie nowych technologii w układach zarówno zasilania i sterowania przenośników w górnictwie węglowym. Układ taki musi być prosty w obsłudze oraz na tyle zaawansowany technologicznie aby umożliwiać pełną – również zdalną - kontrolę stanu pracy odstawy.

Spełnienie tych warunków gwarantuje produkowany przez nas mikroprocesorowy układ automatyzacji przenośników typu EH-APD 1.

Układ automatyzacji przenośników EH-APD 1 jest mikroprocesorowym systemem służącym do centralnego sterowania transportem przenośnikowym w kopalniach. Cały układ wyposażony jest w elementy zapewniające iskrobezpieczeństwo klasy I_b co umożliwia stosowanie go w pomieszczeniach ze stopniem niebezpieczeństwa wybuchu metanu „a", „b" i „c". Układ ten może służyć również do automatyzacji przenośników zgrzebłowych. Przygotowana jest również wersja automatyki przenośnika przeznaczonego do jazdy ludzi.

Właściwości funkcjonalne układu EH-APD 1 zapewniają spełnienie obowiązujących norm i wytycznych konstruowania układów sterowania przenośników taśmowych z napędem elektrycznym pracujących w podziemiach kopalń.

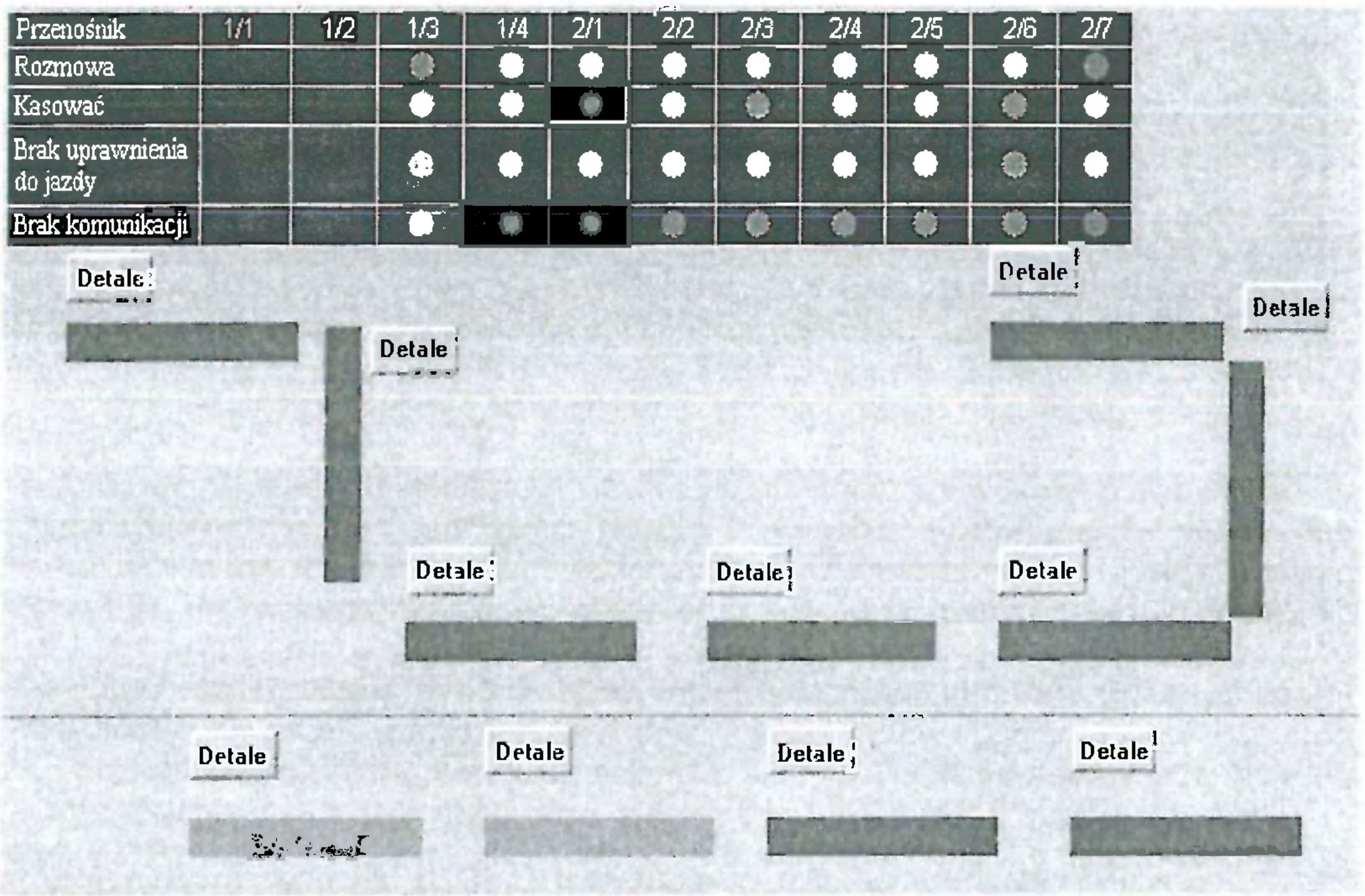
Układ ten umożliwia programowe sterowanie, regulowanie i monitorowanie odstawy urobku przenośnikami i został specjalnie zaprojektowany do pracy w trudnych warunkach górniczych, zgodnie z przepisami i normami obowiązującymi w górnictwie. Przyjęte rozwiązania techniczne zapewniają długotrwałą jego pracę w ekstremalnych warunkach górnictwa podziemnego.

Z uwagi na fakt iż został on opracowany specjalnie dla przenośników, mikroprocesor sterujący poszczególnymi jego elementami jest przystosowany tylko i wyłącznie do procesów odstawczych, a tym samym jest on o wiele mniej skomplikowany od innych istniejących na rynku.

Ogólne cechy mikroprocesorowego układu automatyzacji przenośników typu EH-APD-1 wyróżniające go z układów dostępnych na rynku są następujące:

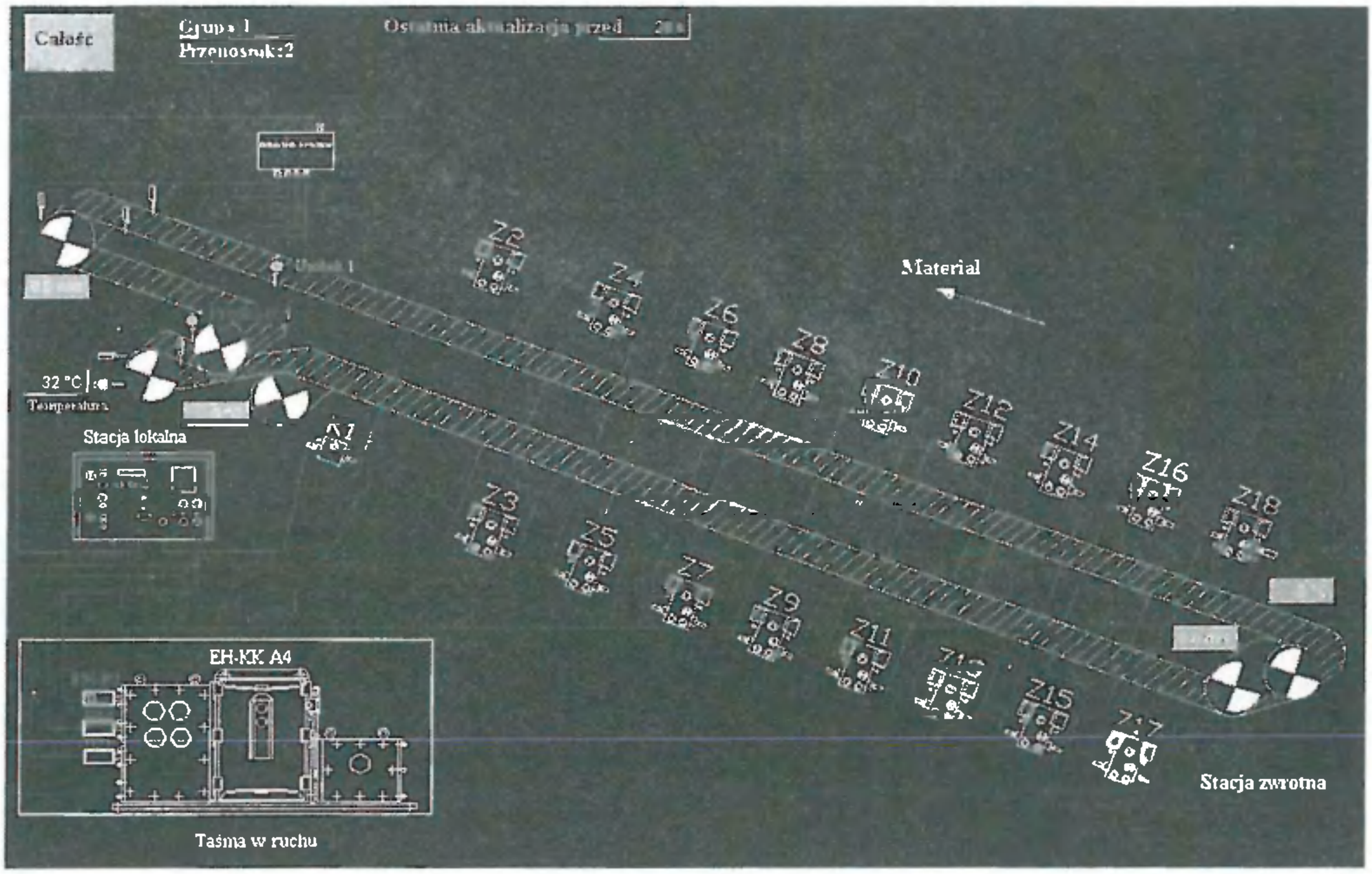
- wizualizacja pracy odstawy urobku oraz wszystkich elementów układu ze stanowiska dyspozycyjnego na powierzchni,
- programowe sterowanie prostych i rozgałęzionych ciągów przenośników 31 grup przenośników po 15 przenośników w każdej grupie - w sumie 465 przenośników - jesteśmy w stanie wyposażyć wszystkie przenośniki na kopalni w zintegrowany i monitorowany jako jeden komplet system odstawy,
- prosta i czytelna obsługa,
- prostota połączeń – dzięki jednoliniowemu odwzorowaniu układu okablowania przenośników wzdłuż ich trasy nie ma dodatkowych elementów rozgałęzionych wspólnych dla poszczególnych ciągów przenośnikowych ani dla określonych grup przenośników,
- prostota zmiany konfiguracji odstawy - np. dodanie do ciągu nowego przenośnika wiąże się z prostym doprogramowaniem, które może wykonać przeszkolony elektromonter, podczas, gdy zdarzają się układy wymagające wymiany całego oprogramowania, co wiąże się nawet z koniecznością przyjazdu programistów zza granicy,

- nie ma skrzynki centralnej a tylko skrzynki lokalne mogą - po wykonaniu ustawienia rodzaju pracy - pełnić rolę skrzynki centralnej ciągu przenośników,
- szerokie możliwości monitorowania i wizualizacji pracy odstawy, umożliwiające szybkie określenie aktualnego stanu pracy odstawy, oraz możliwość archiwizowania wszelkich danych o pracy odstawy, stanów awaryjnych, ich przyczynach i podjętych działaniach, możliwość kontroli stanu pracy odstawy
- proste diagnozowanie i szybka eliminacja poprzez programowe wyłączenie
- uszkodzonego elementu zarówno ze stacji lokalnych jak i z powierzchni,
- skuteczne zarządzanie z powierzchni ciągami odstawczymi, co zdecydowanie wpływa na na jakość i komfort pracy.



Rys. 4.1. Graf ciągu przenośników przedstawiany na monitorze komputera
Fig. 4.1. Graph of the conveyors train as shown on a computer monitor

Układ zapewnia zastosowanie prostych i niezawodnych czujników oraz przewodów zakończonych specjalnymi wtyczkami o konfekcjonowanych długościach gwarantujących pewność połączenia oraz szybki i prosty oraz niezawodny montaż. W przypadku zastosowania modemów telefonicznych istnieje możliwość zdalnego nadzoru pracy odstawy np. z firmy świadczącej usługę serwisowania.



Rys. 4.2. Graf pojedynczego przedstawiany na monitorze komputera
Fig. 4.2 Graph of a single conveyor as shown on a computer monitor

Dodatkowe zastosowanie separatorów EH-SB 2 umożliwia pomiar prądu pobieranego przez silniki główne przenośnika i wizualizację tych prądów w stacji powierzchniowej. Układ EH-APD 1 można wyposażyć także dodatkowo np. w czujniki schodzenia taśmy, w układ kontrolujący poślizg pomiędzy bębnami: napędowym i na zwrotni (dwa czujniki ruchu – na napędzie i stacji zwrotnej przenośnika), tym samym jest możliwość np. programowego wyłączenia taśmy w chwili powstania poślizgu. Umożliwia on także dobudowę dodatkowych czujników na trasie przenośnika np. czujników temperatury w łożyskach bębnów napędów głównych czy kołowrotu napinającego.

Układ automatyzacji EH-APD 1 pracuje już z powodzeniem w polskim górnictwie. W ciągu dwóch lat od jego wprowadzenia do naszej oferty, uruchomione zostały dwie 5-cio kilometrowe odstawy taśmowe w Zakładzie Górniczo- Energetycznym SOBIESKI- JAWORZNO III z dwóch wysokowydajnych kompleksów ścianowych zasilanych napięciem 3,3 kV, do których firma nasza dostarczyła także kompletną aparaturę manewrową, sterowniczą i łączeniową. W jednym z tych kompleksów w układ EH-APD 1 jest wyposażony również przenośnik ścianowy i podścianowy.

Literatura

[1] Czechowski A., 1999: Nowe wyroby firmy ELGÓR+ HANSEN Sp. z o. o.
[2] Czechowski A., Macierzyński D., 2000: Nowoczesne układy sterowania i zasilania przenośników taśmowych i zgrzebłowych w górnictwie węglowym. IV Międzynarodowa Konferencja Systemy transportu podziemnego. Politechnika Śląska IMG.

[3] ELGÓR+ HANSEN Sp. z o. o., 2000: Dokumentacja techniczno - ruchowa układu automatyzacji przenośników typu EH-APD 1.
[4] ELGÓR+ HANSEN Sp. z o. o., 2000: Dokumentacja techniczno - ruchowa przewoźnej ognioszczelnej stacji transformatorowej typu EH- 1500/ 6/ 3,3.
[5] ELGÓR+ HANSEN Sp. z o. o., 2000: Dokumentacja techniczno - ruchowa wyłącznika stycznikowego typu EH- dG 3 – 3,3 kV.

A manoeuvring apparatus for a voltage of 3300 V and a microprocessor automation system for conveyors both featuring data transmission and full monitoring of the operations of the high production longwall complex in LW BOGDANKA S.A.

Abstract

A manoeuvring apparatus with a voltage of 3300 V, manufactured by ELGOR+ HANSEN Sp. z o.o. in Chorzów, and a conveyors microprocessor automation system type EH-APD 1 both to be used on a high production longwall complex, with a full remote /mine surface/ monitoring of the machinery operations, are presented in this paper.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.77–93

Bogdan DŻEGNIUK, Zygmunt NIEDOJADŁO
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków, niedojad@agh.edu.pl
Anton SROKA
Uniwersytet Techniczny Akademia Górnicza, Freiberg, Anton.Sroka@tu-freiberg.de

Podstawy wymiarowania i eksploatacji szybowych filarów ochronnych

Słowa kluczowe

szyby – filary ochronne – eksploatacja – szkody górnicze – złoże miedzi

Streszczenie

Przy ocenie wpływu projektowanej eksploatacji górniczej w filarach szybowych konieczne jest uwzględnienie ryzyka przekroczenia wartości granicznej pionowego odkształcenia właściwego, charakterystycznej dla danego szybu. Niepewność wynikająca z poczynionych założeń, przyjętych wartości parametrów oraz zastosowanego modelu matematycznego jest przy rozwiązywaniu wielu problemów technicznych uwzględniane poprzez wprowadzenie współczynników bezpieczeństwa większych od jedności (SF > 1,0). W artykule podano metodykę wymiarowania filarów ochronnych szybów uwzględniającą taki współczynnik, oparty na „statystyce górotworu" oraz opisano niektóre metody eksploatacji w filarach z punktu widzenia minimalizacji jej wpływów na wyrobisko szybowe. Podane rozważania i przykłady ograniczono do jednopokładowego złoża miedzi w LGOM.

1. Wstęp

Wymiarowanie filarów ochronnych i ich planowa eksploatacja są nadal problemem bardzo aktualnym, pomimo, że pierwsze analityczne rozwiązania podane przez Balsa (1939) i Knothego (1956) w dużej mierze do dzisiaj nie straciły na znaczeniu.

W niniejszym artykule podano metodykę wymiarowania filarów ochronnych szybów opartą na „statystyce górotworu" oraz opisano niektóre metody ich eksploatacji z punktu widzenia minimalizacji jej wpływów na wyrobisko szybowe. Podane rozwiązanie zawężono przykładowo do złoża jednopokładowego, co szczególnie dotyczy złoża miedzi w warunkach LGOM.

Z problemem filarów szybowych w LGOM autorzy niniejszego artykułu mieli do czynienia już w latach 70. ubiegłego wieku, biorąc udział w realizacji zadania badawczego dotyczącego analizy dotychczasowych doświadczeń z eksploatacji filarów szybowych pod kątem ich wykorzystania w LGOM, które było prowadzone w ramach programu rządowego PR-2 „Optymalne wykorzystanie zasobów i rozwój produkcji miedzi i jej stopów" [Dżegniuk i in. 1978; Dżegniuk, Sroka 1977].

Te dwa wymienione w tytule elementy – wymiarowanie i eksploatacja – są ze sobą ściśle związane. W przypadku planowanej w przyszłości eksploatacji w filarze ochronnym wyznaczony analitycznie filar powinien zostać tak powiększony, aby jego przyszła eksploatacja była wolna od wielu skrępowań. Wniosek ten wynika jednoznacznie z dotychczasowych doświadczeń autorów dotyczących eksploatacji filarów szybów kopalnianych w Zagłębiu Górnośląskim i Zagłębiu Ruhry.

2. Wymiarowanie filarów ochronnych szybów kopalnianych

W ramach prac związanych z planowaniem eksploatacji górniczej w sensie minimalizacji jej wpływów bardzo często stawiane jest pytanie związane ze zdefiniowaniem „pewności" lub „ryzyka" podanych rozwiązań. W ramach zakładu górniczego dotyczy to głównie prac związanych z eksploatacją górniczą w filarach szybowych lub w filarach oporowych głównych wyrobisk chodnikowych.

W górnictwie niemieckim, w odróżnieniu od górnictwa polskiego nie ma żadnych przepisów lub wytycznych regulujących zasady wyznaczania wymiarów filarów ochronnych dla szybów kopalnianych. Filary te, jeżeli są naniesione na mapach górniczych, są opisane za pomocą kątów granicznych 50, 60 lub 70 gon i mają jedynie znaczenie strefy złoża, w której eksploatacja górnicza powinna uwzględnić wymóg bezpieczeństwa szybu kopalnianego i jego urządzeń. Ochrona obiektów własnych jest dla zakładu górniczego bardzo ważna zarówno ze względu na bezpieczeństwo załogi jak i względów ekonomicznych. Nie można w tym miejscu także pominąć znaczenia szkód w obiektach publicznych i prywatnych, zwłaszcza w warunkach zmniejszającej się ciągle akceptacji społecznej. Pytania związane ze skutecznością i pewnością proponowanych rozwiązań przy planowaniu eksploatacji górniczej w sensie minimalizacji jej wpływu są codziennością w warunkach górnictwa w Zagłębiu Ruhry i Saary. Dlatego też przy ocenie wpływu projektowanej eksploatacji górniczej na obiekty powierzchni i w górotworze jest zatem konieczne uwzględnienie niepewności wykonywanej prognozy lub z nią związanego ryzyka przekroczenia pewnej dla chronionego obiektu charakterystycznej wartości granicznej odpowiedniego wskaźnika deformacji. Niepewności wynikające z poczynionych założeń upraszczających, przyjętych wartości parametrów oraz zastosowanego modelu matematycznego są przy rozwiązywaniu wielu problemów technicznych uwzględniane poprzez wprowadzenie współczynników bezpieczeństwa większych od jedności (SF > 1,0). Współczynniki te dobierane są w większości empirycznie na podstawie wieloletnich doświadczeń.

W celu uświadomienia sobie rzeczywistego ryzyka związanego z wykonywaną prognozą zachodzi zdaniem autorów konieczność powiązania współczynnika bezpieczeństwa z niepewnością lub ryzykiem wyrażonym za pomocą prawdopodobieństwa. Truizmem jest przecież stwierdzenie, że w praktyce absolutne tzn. 100% bezpieczeństwo podanych rozwiązań nie istnieje. Prowadzone w ramach prac badawczych koncernu Niemiecki Węgiel Kamienny S.A. (Deutsche Steinkohle AG) badania nad możliwością eksploatacji górniczej w strefach przyszybowych (Abbau schachtnaher Vorräte) miały także na celu ustalenie dokładności i pewności prognozy wpływów eksploatacji górniczej na wyrobisko szybowe.

Na podstawie analiz szkód górniczych w obudowach wielu szybów kopalnianych przyjęto, że podstawowym wskaźnikiem opisującym zagrożenia wyrobiska szybowego jest pionowe odkształcenie właściwe.

Analizy dokładności prognozy pionowych odkształceń właściwych dokonano na podstawie wyników pomiarów obniżenia punktów położonych wzdłuż osi pionowej szybu.

Dysponowano wynikami pomiarów w 16 szybach kopalnianych z Zagłębia Ruhry i z Zagłębia Górnośląskiego.

Analizowano zmienną D zdefiniowano wg wzoru:

$$D = \frac{\left|\varepsilon^{z}_{\max}\right|^{obl}}{\left|\varepsilon^{z}_{\max}\right|^{pom}} \tag{2.1}$$

gdzie:

$\left|\varepsilon^{z}_{\max}\right|^{obl}$ – obliczone teoretyczne wartości maksymalnego odkształcenia pionowego,

$\left|\varepsilon^{z}_{\max}\right|^{pom}$ – pomierzone maksymalne wartości odkształcenia pionowego.

Odpowiednie wartości $\left|\varepsilon^{z}_{\max}\right|^{obl}$ obliczono wg. tzw. metody Ruhrkohle, która jest matematycznie identyczna z teorią Knothego.

Zdefiniowana zmienna D ma także charakter współczynnika bezpieczeństwa SF. Przy analizie zmiennej D (czytaj także SF) przyjęto, że logarytm tej zmiennej ma rozkład normalny ze zdefiniowaną wartością oczekiwaną przeciętną μ i zdefiniowanym odchyleniem standardowym σ (wzór 2.2):

$$\log SF \sim N(\mu, \sigma) \tag{2.2}$$

Założenie to uczyniono poprzez analogię do rozwiązania Salamon, Munro (1967) dotyczącego wymiarowania filarów przy eksploatacji węgla metodą filarowo-komorową (Sroka 1991).

W wyniku analizy „maximum likelihood estimators" otrzymano następujące wyniki:

$$\mu = 0{,}010$$
$$\sigma = 0{,}130 \tag{2.3}$$

Z powyższego wynika, że przeciętna wartość zmiennej D wynosi:

$$\overline{D} = 10^{\mu} = 1{,}0233 \tag{2.4}$$

czyli, że teoria Knothego w stosunkowo bardzo dokładny sposób opisuje przeciętną wartość maksymalnego odkształcenia pionowego. Obliczone odkształcenie maksymalne jest przeciętnie większe od wartości pomierzonej o ok. 2,3%, a więc o wartość nie mającą w prognozie praktycznie żadnego znaczenia. Występująca niepewność czy ryzyko tego rodzaju prognoz jest związane tylko z wartością odchylenia standardowego.

Przyjmując wynik pomiarowy jako rzeczywistość można na podstawie uzyskanego wyniku podać statystyczne zależności pomiędzy rzeczywistością a wynikiem obliczeń teoretycznych. Uzyskaną zależność można określić mianem „statystyki górotworu" w odniesieniu do prognozy pionowych odkształceń właściwych.

Uzyskane wyniki pozwalają na zdefiniowanie związku pomiędzy współczynnikiem bezpieczeństwa SF a wymaganym w zależności od czułości i funkcji obiektu prawdopodobieństwem ryzyka α_{gr}

$$SF(\alpha_{gr}) = 10^{z(\alpha_{gr})\cdot\sigma} \tag{2.5}$$

gdzie:

$z(\alpha_{gr})$ - jednostronny górny kwantyl rozkładu normalnego w zależności od wartości α_{gr}.

Dla wybranych wartości α_{gr} odpowiadające im wartości kwantyli zostały przedstawione w tablicy 2.1. W tablicy 2.2 przedstawiono natomiast zależność SF od α_{gr}. Prawdopodobieństwo α_{gr} opisuje dopuszczalne prawdopodobieństwo przekroczenia przez rzeczywistość wyników uzyskanych poprzez obliczenia teoretyczne.

Tablica 2.1. Jednostronne górne kwantyle rozkładu normalnego z(α) od prawdopodobieństwa ryzyka α
Table 2.1. Une-sided upper quantiles of a normal distribution z(α) of the risk probability α

α	z(α)
0,10	1,282
0,05	1,645
0,01	2,326
0,005	2,576
0,001	3,090
0,0005	3,290
0,0001	3,719
0,00005	3,891
0,00001	4,265

Tablica 2.2. Zależność pomiędzy ryzykiem α_{gr} a współczynnikiem bezpieczeństwa $SF(\alpha_{gr})$
Table 2.2. The relationship between risk α_{gr} and the safety coefficient $SF(\alpha_{gr})$

α_{gr}	SF(α)
0,1	1,468
0,05	1,636
0,01	2,006
0,001	2,522
0,0001	3,044

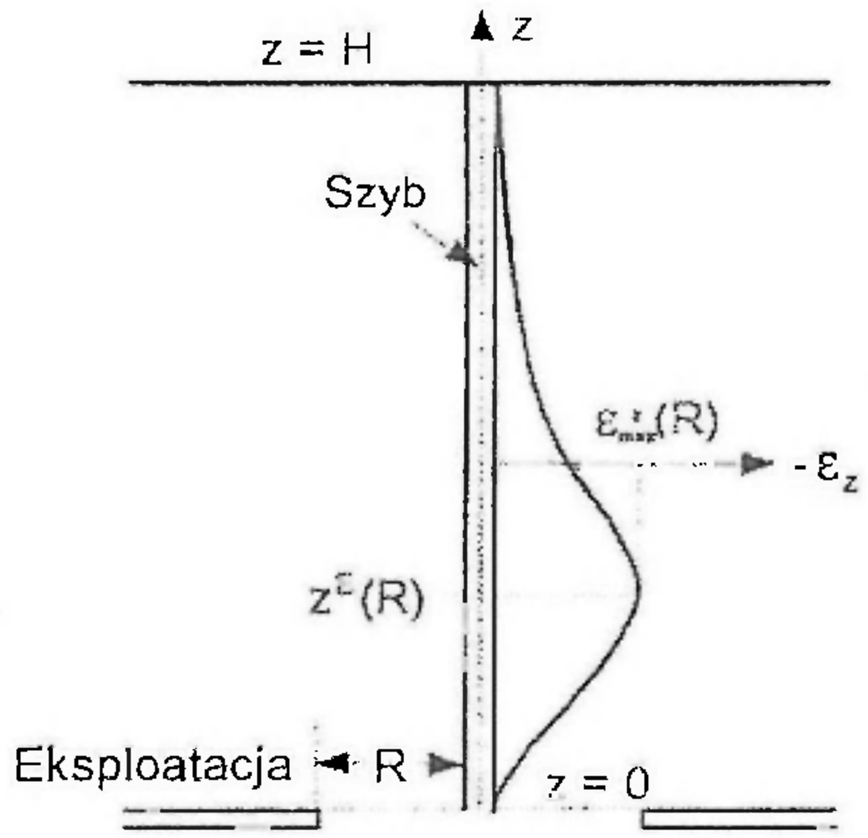
W pracach projektowych Zakładu Szkód Górniczych koncernu DSK AG oraz w ekspertyzach dla kopalń tego koncernu dotyczących projektowanie eksploatacji w strefach przyszybowych są przyjmowane wartości parametru α_{gr} przedstawione w tablicy 2.3.

Tablica 2.3. Wartości parametru α_{gr} dla różnych szybów
Table 2.3. The values of parameter α_{gr} for different shafts

Szyb i jego funkcje	α_{gr}
Szyby główne – z zagrożeniem wodnym – bez zagrożenia wodnego	 0,01 0,05
Szyby pomocnicze (wentylacyjne, materiałowe) – z zagrożeniem wodnym – bez zagrożenia wodnego	 0,05 0,10
Szybiki ślepe	0,25

Wyniki tych prac mogą być także podstawą odpowiedniego wymiarowania filarów szybowych [Sroka 1999]. Filary te wymiarowane na graniczna wartość odkształcenia pionowego można by zwymiarować tak, żeby prawdopodobieństwo przekroczenia tego odkształcenia granicznego poprzez wpływy eksploatacji pozafilarowej nie przekroczyło wymaganej wartości α_{gr}.

Dla górotworu izotropowego i poziomo uwarstwionego wymiary filara ochronnego szybu dla eksploatacji złoża jednopokładowego można wg teorii Knothego wyznaczyć na podstawie następujących wzorów:



Rys. 2.1. Rozkład odkształceń pionowych wzdłuż rury szybowej dla filara w kształcie koła
Fig. 2.1. The distribution of vertical deformations along the shaft pipe

.. dla $Z^{\varepsilon}(R) \le H$:

$$R(\varepsilon^z_{gr}, \alpha_{gr}) = \sqrt{\frac{(1+2n)^{1+2n}}{2\pi n}} \cdot \exp\left(-\frac{1+2n}{2}\right) \cdot \left[\frac{SF(\alpha)\cdot ag}{\left|\varepsilon^z_{gr}\right| \cdot (H)}\right]^n H \cdot ctg\beta \qquad (2.6)$$

2. dla $Z^{\varepsilon}(R) > H$:

$$R\left(\varepsilon^{z}_{gr}, \alpha_{gr}\right) = \left(\frac{1}{\sqrt{\pi}} + \left(1 - \frac{1}{\sqrt{\pi}}\right) \cdot \sqrt{\ln \frac{SF(\alpha) \cdot n \cdot ag}{\left|\varepsilon^{z}_{gr}\right| \cdot (H)} - \ln \frac{2}{e}} \right) H \cdot ctg\beta \qquad (2.7)$$

gdzie:

$$Z^{\varepsilon}(R) = (1+2n) \cdot \frac{1}{\left|\varepsilon^{z}_{gr}\right|} \cdot ag \cdot \exp\left(-\frac{1+2n}{2n}\right)$$

Użyte w powyższych wzorach wielkości mają następujące znaczenie:

g – grubość wybieranej warstwy (grubość pokładu),
H – głębokość zalegania pokładu,
a – współczynnik eksploatacji,
β – kąt zasięgu wpływów głównych,
n – współczynnik powierzchni granicznej,
ε^{z}_{gr} – graniczne wartości pionowego odkształcenia właściwego zależny od odporności obudowy i wrażliwości infrastruktury szybowej.

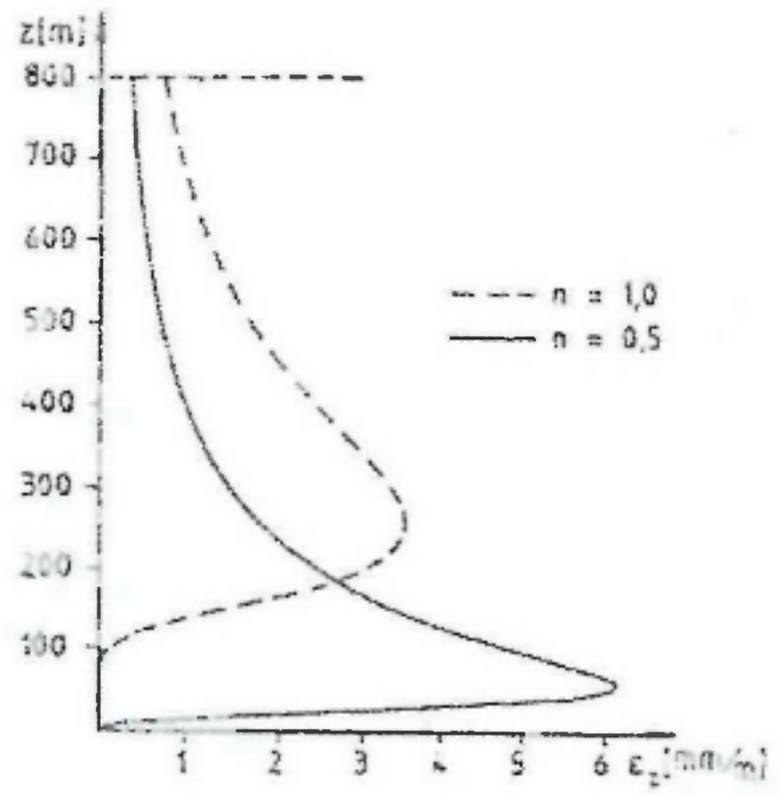
W odróżnieniu od opisu deformacji obiektów powierzchniowych opis przebiegu w górotworze zależy w dużej mierze od zmienności wartości kąta zasięgu wpływów β w relacji od odległości rozpatrywanego punktu górotworu od eksploatowanego pokładu Z i jego głębokości zalegania H. W praktyce zmienność ta opisywana jest za pomocą opisu zmienności parametru zasięgu wpływów r w górotworze wg następujących wzorów:

$$r(z,H) = r(H) \cdot \left(\frac{Z + Z_0}{H + Z_0} \right)^n \qquad (2.8)$$

lub prostszego, jeżeli przyjmiemy założenie, że Z_0=0:

$$r(z,H) = r(H) \cdot \left(\frac{Z}{H} \right)^n \qquad (2.9)$$

We wzorach (6) i (7) przyjęto również, że Z_0=0.



Rys. 2.2. Rozkłady odkształceń pionowych dla różnych wartości n
Fig. 2.2. The distributions of vertical deformations for different n values

Należy stwierdzić, że tzw. parametr, względnie współczynnik powierzchni granicznej n (w języku niemieckim – Grenzflachenkoeffizient) jest podstawowym parametrem pozwalającym na poprawny opis deformacji wnętrza górotworu czyli także wyrobiska szybowego. Żeby zilustrować wpływ wartości tego parametru na wyniki obliczeniowe rozkładu odkształceń pionowych wzdłuż osi szybu wykonano obliczenia dla tych samych danych odnośnie eksploatacji, przyjmując w pierwszym przypadku n = 1,0, a w drugim n = 0,5. Uzyskane rozkłady zostały przedstawione na rys. 2.2 i nie wymagają żadnego specjalnego komentarza.
W tablicy 2.4 zestawiono wartości parametru n podane w pracach różnych autorów.

Tablica 2.4. Wartości parametru n
Table 2.4. The values of parameter n

Autor	Rok	Wartość lub formuła
Budryk	1953	$n = \sqrt{2\pi} \cdot \tan\beta$
Mohr	1958	n = 0,65 (graficznie)
Krzysztoń	1965	n = 1,0
Drzęźla	1972	n = 0,525
Sroka, Bartosik-Sroka	1974	n = 0,5
Drzęźla	1975	n = 0,665
Gromysz	1977	n = 0,61
Drzęźla	1979	0,47 ≤ n ≤ 0,49
Kowalski	1984	0,48 < n < 0,66
Drzęźla	1989	0,45 ≤ n ≤ 0,70
Preusse	1990	n = 0,54

Prace i publikacje, w których zamieszczono powyższe wartości parametrów nie są zamieszczone w spisie literatury do niniejszego artykułu.
Wartość parametru n różni się zasadniczo od jedności i wg doświadczenia autorów mieści się w granicach:

$$0{,}45 < n < 0{,}70$$

Dla prac projektowych w Zagłębiu Ruhry przyjmowana jest wartość n = 0,5.

W celu zobrazowania wpływu wielkości α na wymiar filaru szybowego (promień R) wykonano przykładowo obliczenia dla następujących danych:

Pokład: $g = 5,0m$
$H = 700m$

Szyb: $\varepsilon^z_{gr} = -1,5mm/m$ oraz alternatywnie -0,5 mm/m

Parametry teorii Knothego: $a = 0,5$
$tg\beta = 1,33$
$n = 0,5$

Wyniki obliczeń przedstawiono w tablicy 2.5.

Tablica 2.5. Wyniki obliczeń
Table 2.5. Calculation results

α	SF(α)	R[m]	
		ε^z_{gr} – -1,5mm/m	ε^z_{gr} = -0,5mm/m
0,50	1,0	337,1	522,4
0,10	1,4678	408,4	563,4
0,05	1.6363	434,5	573,9
0,01	2,0062	469,1	592,7
0,001	2,5217	501,1	612,4
0,0001	3,0442	524,1	627,7

Dodatkowo przedstawione przez autorów rozwiązanie skonfrontowano z obliczeniami wymiarów filara ochronnego dla warunków LGOM, przy czym dane do wykonywanych obliczeń zaczerpnięto z pracy [Popiołek i in. 1993], dotyczącej opracowania projektu do wytycznych wyznaczania filarów ochronnych w LGOM.

Dla danych:

$g = 3,55m$
$H = 1105m$
$\varepsilon^z_{gr} = -1,5mm/m$ (1 kategoria)
$a = 0,5$
$tg\beta = 1,33$
$n = 0,5$

otrzymano w zależności od przyjętych wartości prawdopodobieństwa ryzyka α_{gr} wartości promienia filara ochronnego przedstawione w tablicy 2.6.

Tablica 2.6. Wartości promienia R filara ochronnego
Table 2.6. The values of radius R of the safety pillar

α_{gr}	SF(α_{gr})	R[m]
0,5	1,000	356,9
0,10	1,468	432,4
0,01	2,006	505,5
0,001	2,522	566,8

Wg Popiołka i in. (1993) promień filara ochronnego obliczony na podstawie przytoczonych danych (bez n) wynosi: $R = 407m$.

Wynik ten można uzyskać wg. rozwiązania autorów przy przyjęciu następujących założeń: n = 1,0; SF = 1,0 czyli $\alpha_{gr} = 0{,}50$.

Wyznaczony wg powyższych wzorów wymiar filara ochronnego pozwala na dowolne czyli nie skrępowane prowadzenie eksploatacji poza jego granicami.

Podstawą wymiarowania filarów ochronnych dla szybów kopalnianych jest realistyczna ocena odporności jego obudowy i jego infrastruktury na wpływy eksploatacji górniczej. W odniesieniu do obudowy szybowej pomocnymi mogą być m.in. prace Bachstroema (1960) i Fritza (1967) dotyczące systematyki szkód w obudowie tubingowej, murowej i betonowej szybów kopalnianych, spowodowanych prowadzoną eksploatacja górniczą. Dla szybów z odcinkami w różnej obudowie (np. w górnym odcinku obudowa tubingowa, w dolnym betonowa lub murowa) możliwe jest przyjęcie dla tych odcinków różnych wartości granicznego odkształcenia pionowego. Pionowe odkształcenie właściwe jest wskaźnikiem opisującym zagrożenie obudowy rury szybowej i pionowych urządzeń szybowych. Zagrożenie obiektów powierzchniowych i obiektów położonych w górotworze niezbędnych do funkcjonowania szybu opisują lepiej wskaźniki poziomego odkształcenia właściwego, przemieszczenia poziomego oraz nachylenia.

Zintegrowaną metodą wyznaczania filarów szybowych, uwzględniającą nie tylko odporność obudowy szybowej i jego infrastruktury pionowej ale także obiektów przyszybowych przedstawili Dżegniuk, Sroka (1977) oraz Haupt, Schober i Sroka (1984).

3. Metody eksploatacji w filarach szybowych

Dotychczas opracowano szereg metod eksploatacji złóż pokładowych w granicach filarów szybowych Niektóre z tych metod są powszechnie stosowane, inne natomiast nie znalazły zastosowania - bądź to z uwagi na zbyt duże deformacje górotworu lub ze względu na trudności natury technicznej w ich zastosowaniu.

3.1.Charakterystyka technologiczna ważniejszych metod eksploatacji filarów szybowych

Eksploatacja górnicza filarów szybowych występuje w dwojakiej formie:

1. Przy wydobyciu złóż zalegających pod szybem.
2. Przy eksploatacji złoża pokładowego przecinającego rurę szybową.
3. Eksploatacja w filarze ochronnym ale nie bezpośrednio pod szybem.

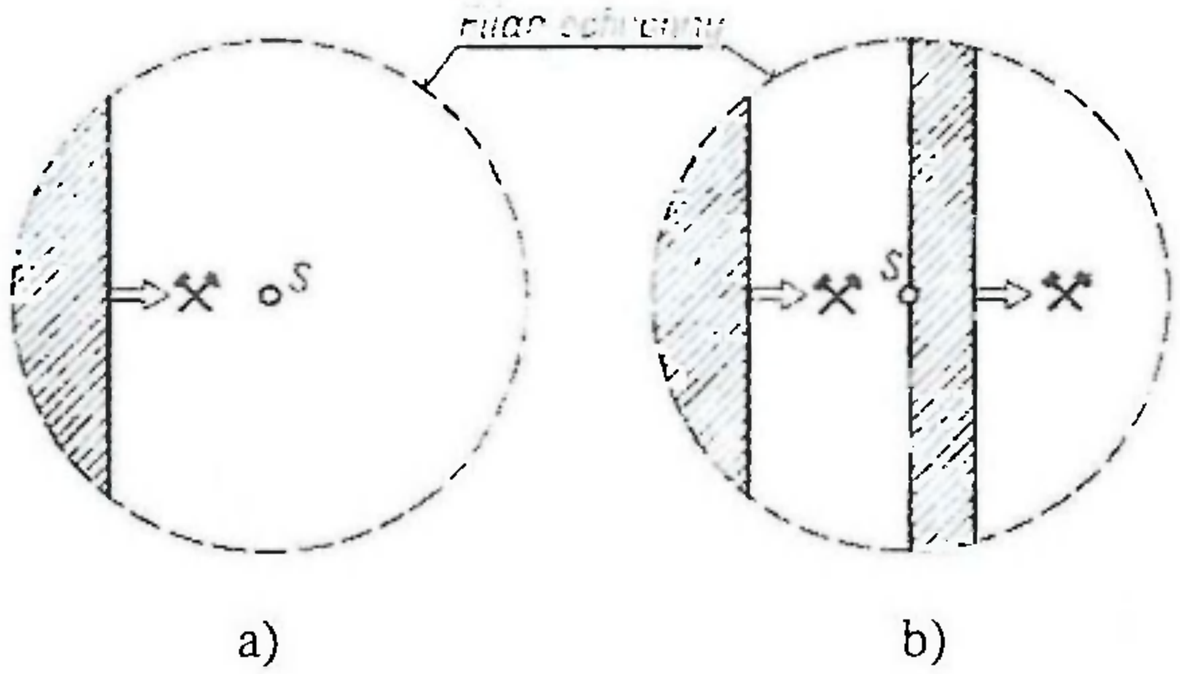
Jeśli rura szybowa nie przecina wybieranego pokładu wówczas problem eksploatacji w filarze szybowym upraszcza się, gdyż na ogół można tak dobrać metodę eksploatacji aby deformacje przekraczające wartości dopuszczalne dla szybu skupione były w górotworze pomiędzy eksploatowanym złożem, a rząpiem szybu.

Problem eksploatacji w filarze szybowym w przypadku gdy rura przecina złoże jest o wiele trudniejszy. Ogólna zasada eksploatacji filara w drugim przypadku obejmuje wstępne zabezpieczenie obudowy szybowej oraz uzbrojenia szybu, a następnie prowadzenia eksploatacji w filarze. Spośród wielorakich zabezpieczeń obudowy szybu największe znaczenie posiada wycięcie obudowy szybowej w miejscu przecięcia z eksploatowanym pokładem i zastąpienia tej obudowy przez podatną wkładkę w postaci ściśliwych stosów drewnianych, lub z innego materiału o określonej ściśliwości. Ściśliwość zastosowanej wkładki powinna być tak dobrana, aby możliwa była jej konwergencja do wartości maksymalnego obniżenia stropu eksploatowanego pokładu [Dżegniuk, Pielok, Sroka 1980].

Zasadnicze metody eksploatacji złoża pokładowego przecinającego rurę szybową w obrębie filara ochronnego sprowadzają się do następujących grup rozwiązań:

1. Eksploatacja prowadzona jest jednym frontem prostoliniowym, od granicy filara poprzez szyb do przeciwległej granicy filara ochronnego.
2. Eksploatacja prowadzona jest dwoma frontami prostoliniowymi od środka filara do jego granic.
3. Eksploatacja harmoniczna bazująca na zasadzie pól równoważnych (np. eksploatacja z kostką przyszybową).

Metoda eksploatacji jednym frontem prostoliniowym, której schemat przedstawiono na rysunku 3.1a znalazła zastosowanie ze względu na jej walory techniczno-eksploatacyjne. Eksploatacja zasadnicza może być prowadzona systemem ścianowym, prostoliniowym frontem ustępliwym i to zarówno z zawałem stropu jak i z zastosowaniem podsadzki. Eksploatacja ta posiada zasadniczą wadę - w aspekcie skutków oddziaływania na rurę szybową. Bowiem w momencie zbliżania się frontu eksploatacyjnego do szybu następuje wychylenie rury szybowej w kierunku do prowadzonej eksploatacji i równocześnie narastają odkształcenia ściskające przemieszczające się od góry szybu w dół. Natomiast jeśli front zasadniczy przejdzie za szyb wówczas dość gwałtownie zaczynają występować odkształcenia pionowe rozciągające, których maksimum utrzymuje się na stosunkowo niewielkiej wysokości nad eksploatowanym pokładem. Wychylenie szybu w tej fazie eksploatacji ulega zmniejszeniu, jednakże szyb nie wraca całkowicie do pierwotnego położenia.



a) b)

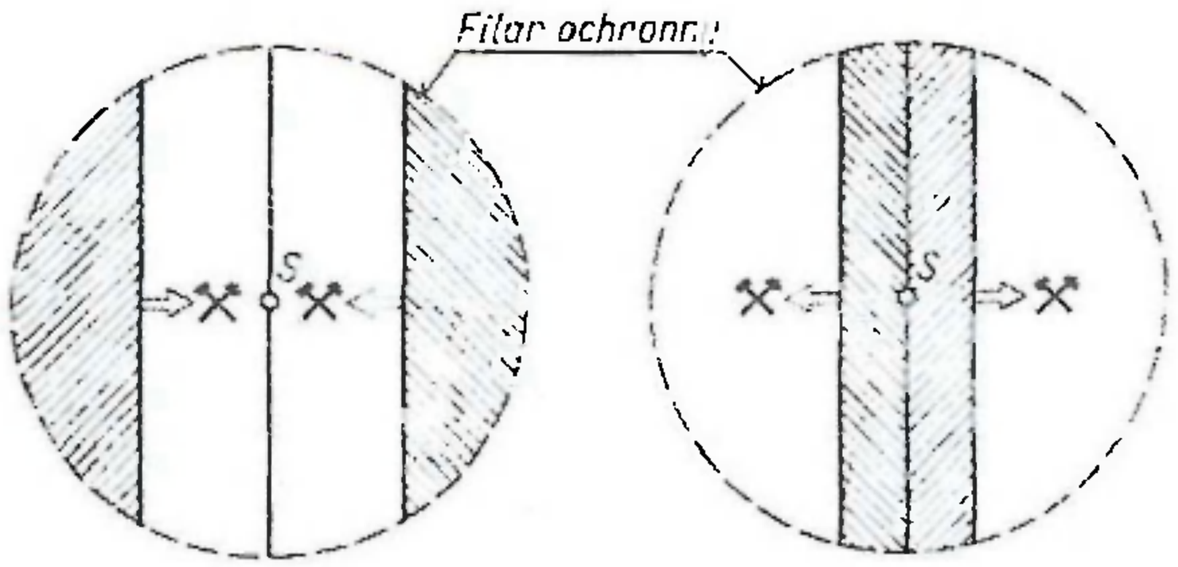
Rys. 3.1. Schemat eksploatacji jednoskrzydłowej
a) jednym frontem; b) dwoma równoległymi frontami
Fig. 3.1. The scheme of one-wing exploitation
a) one front; b) two parallel fronts

Metoda dwoma równoległymi frontami w tym samym kierunku (rys. 3.1b). Eksploatację rozpoczyna się jednym frontem od granicy filara i prowadzi w kierunku szybu. Drugi front rozpoczyna się od środka szybu i prowadzi do przeciwległego brzegu filara. Rozpoczęcie eksploatacji drugim frontem uwarunkowane jest pojawieniem się deformacji w szybie, wywołanych oddziaływaniem eksploatacji frontu pierwszego. Eksploatacja obu frontów jest wzajemnie powiązana (odpowiednie postępy) w celu zmniejszenia deformacji górotworu i rury szybowej. W trakcie eksploatacji pojawiają się podobne problemy jak w przypadku eksploatacji jednym frontem, dodatkowo niekorzystne jest ze względów ruchowych i bezpieczeństwa zbliżanie się frontu pierwszego do zrobów (krawędzi wyjściowej) frontu drugiego. W tej metodzie

można uzyskać wyraźne zmniejszenie odkształceń pionowych oraz przemieszczeń poziomych czyli wychylenia rury szybowej w górnej części szybu.

Eksploatacja dwoma frontami do środka szybu (rys. 3.2a). W tej metodzie, w której fronty równoległe, prostoliniowe zbliżają się z dwóch kierunków w stronę szybu stwierdza się występowanie dużych odkształceń *ściskających,* przesuwających się od zrębu szybu w kierunku rząpia. W tym przypadku również maksymalne wartości odkształceń pionowych są dwukrotnie większe w porównaniu do jednego frontu wybierania. Zaletą tej metody jest stabilność położenia szybu. Metoda ta zwiększa zagrożenia wstrząsami w pokładach tąpiących, a duże deformacje są przyczyną uszkodzeń obudowy i uzbrojenia.

Eksploatacja prowadzona od środka dwoma frontami prostoliniowymi – ten sposób eksploatacji przedstawiono na rysunku 3.2b. Była to metoda stosowana w Niemczech przed i krótko po II wojnie światowej. Zaletą tej metody jest również stabilność pierwotnego położenia szybu. Natomiast jej wadą jest przede wszystkim szybki wzrost odkształceń *rozciągających*, przemieszczających się od stropu eksploatowanego pokładu w górę szybu, których maksymalne wartości są teoretycznie prawie dwukrotnie większe jak przy eksploatacji jednym frontem.



a) b)

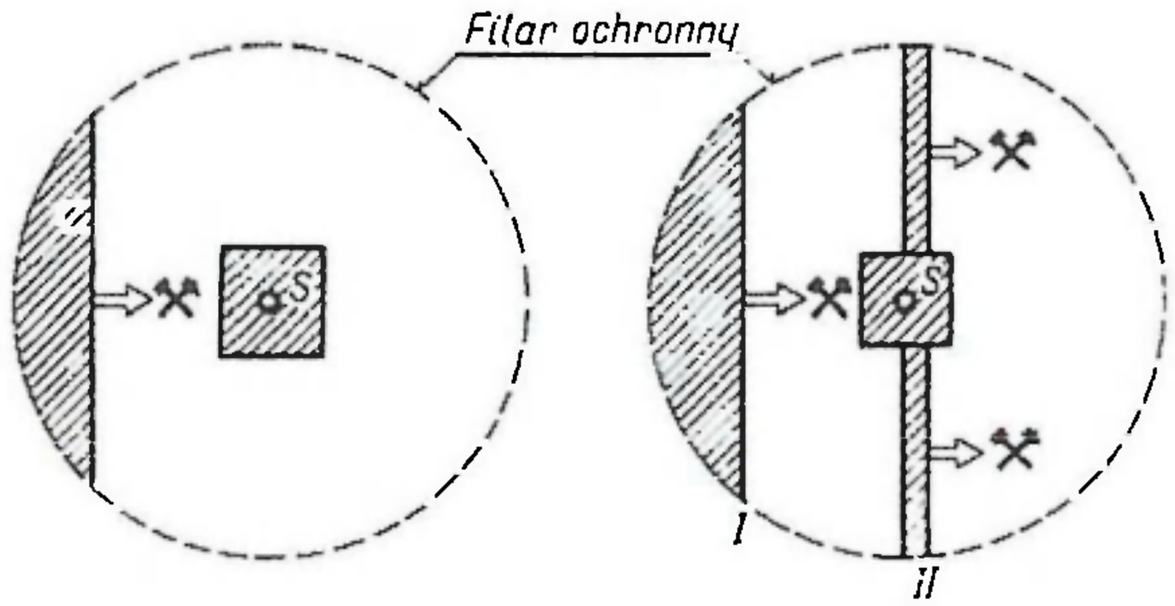
Rys. 3.2. Schemat eksploatacji dwuskrzydłowej
a) dwoma frontami do środka szybu; b) dwoma frontami od środka szybu
Fig. 3.2. The scheme of two-wing exploitation
a) two fronts to the shaft centre (inwards); b) two fronts from the shaft centre (outwards)

Wymienione metody w warunkach geologiczno-górniczych polskiego górnictwa często nie gwarantują niezbędnego bezpieczeństwa wybierania złoża oraz bezawaryjnego działania urządzeń szybowych.

Spośród wielu metod eksploatacji filarów szybowych najszerzej opracowane zostały metody bazujące na tzw. „podziale górotworu" na różnoimienne obszary przestrzenne zwane harmonicznymi. W Niemczech przed drugą wojną światową prawie wszystkie eksploatacje w filarach szybowych prowadzone były taką metodą głównie ze względu na minimalizację wychylenia osi szybu. Podziału takiego można dokonać dla każdego wskaźnika deformacji z wyjątkiem osiadania które zawsze jest jednego znaku. Z powyższego wynika korzystny – dla ochrony obiektów - wniosek, że dla wybranego punktu i kierunku w górotworze można tak prowadzić eksploatację, że co najmniej jeden ze wskaźników deformacji (oprócz osiadania) będzie miał zawsze zerową wartość. Należy zaznaczyć, że zachowanie się górotworu nie zawsze jest zgodne z opisem teoretycznym stąd też wiele z tych metod pozostało w sferze rozważań teoretycznych. Do metod harmonicznych można przyporządkować, opracowaną w Polsce

i wprowadzoną w praktyce z pozytywnym skutkiem, metodę eksploatacji z tzw. kostką przyszybową (rys. 3.3a). Metoda ta polega na wstępnym wyeksploatowaniu w pobliżu szybu partii złoża w postaci kostki o polu powierzchni w formie kwadratu lub prostokąta, Dalsza eksploatacja prowadzona jest jednym frontem prostoliniowym.

Czas wybierania kostki powinien być tak zsynchronizowany z postępem frontu eksploatacji zasadniczej, aby deformacje były możliwie najmniejsze. Eksploatację rozpoczyna się frontem zasadniczym, a kostkę wybiera się od momentu kiedy pierwsze wpływy eksploatacji zasadniczej ujawniają się w szybie. Stanowi ona część eksploatowanego pokładu, zalegającą bezpośrednio wokół szybu. Długość boku kostki przyjmuje się najczęściej od 40 do 50 m, lepiej jednak wymiary kostki wyznaczyć metodą analityczną [Pytlarz i in. 1972; Sroka 1975].



Rys. 3.3. Schemat eksploatacji z kostką szybową
a) jednym frontem; b) dwoma frontami
Fig. 3.3. The scheme of exploitation with the shaft rocks
a) one front; b) two fronts

W wyniku wydzielenia i eksploatacji kostki przyszybowej uzyskuje się:
- wstępne odkształcenia pionowe rozciągające celem uzyskania częściowego zmniejszenia odkształceń ściskających wywołanych eksploatacji zasadniczej,
- minimalizację wpływu eksploatacji zasadniczej w chwili przejścia frontu robót przez szyb,
- oddzielenie szybu od wyrobisk eksploatacyjnych ze względu na ewentualne zagrożenia pożarowe.

Wybieranie kostki przyszybowej może być prowadzone:
- systemem zabierkowym z podsadzką hydrauliczną przy symetrycznym rozmieszczeniu wyrobisk względem osi szybu,
- systemem ścianowym na całą szerokość kostki z podsadzką hydrauliczną,
- systemem symetrycznych względem szybu przodków wybierkowych z podsadzką suchą,
- systemem komorowo-filarowym (dla złóż rudnych).

Eksploatacja zasadnicza, obejmująca cały filar prowadzona może być systemem ścianowym poprzecznym z podsadzką hydrauliczną lub suchą, względnie podłużnym lub poprzecznym z zawałem stropu.

W wyniku prowadzenia eksploatacji zasadniczej w szybie powstają odkształcenia ściskające, których maksimum przemieszcza się od góry w głąb górotworu, odkształcenia rozciągające (od kostki) postępują od stropu pokładu ku powierzchni. W związku z powyższym następuje tylko częściowa redukcja odkształceń w szybie.

W metodzie tej określa się również sposoby zabezpieczenia obudowy i wyposażenia technicznego szybu. Podstawowe zabezpieczenie rury polega na zabudowaniu w miejscu przecięcia pokładu z szybem (po usunięciu fragmentu obudowy) wzmacniającego pierścienia z betonu i ułożenia na nim stosów z podatnego drewna celem uelastycznienia obudowy. Urządzenia zabudowy szybu wyposaża się również w kompensatory i inne zabezpieczenia.

Metoda ta znalazła szerokie zastosowanie w polskim górnictwie węglowym, dając w efekcie bardzo pozytywne wyniki.

Pewną odmianą eksploatacji z kostką jest **sposób wybierania dwoma frontami z kostką przyszybową** (rys. 3.3b). Wybieranie złoża rozpoczyna się od frontu zasadniczego, następnie eksploatuje się kostkę a po jej wybraniu drugi front prostoliniowy rozpoczynający się od osi szybu. Wymiary oraz eksploatację kostki dostosowuje się odpowiednio do prowadzenia eksploatacji w filarze szybowym na zawał. Jest to kostka o określonej lub o regulowanej podporności.

3.2. Eksploatacja filarów szybowych w warunkach LGOM103

Projektowanie i prowadzenie eksploatacji przy dużych głębokościach zalegania złoża, w warunkach istnienia warstw wodonośnych w górotworze i związanych z tym zagrożeń stanowi problem, w zakresie którego brak dotychczas w Polsce praktycznych doświadczeń i informacji. Bardzo istotne jest również zagrożenie jakie stanowią wstrząsy górnicze, które mogą wystąpić w trakcie silnie skoncentrowanej eksploatacji w filarze. W skrajnym przypadku mogą one być również źródłem uszkodzenia rury szybowej, zagrażającemu jej szczelności.

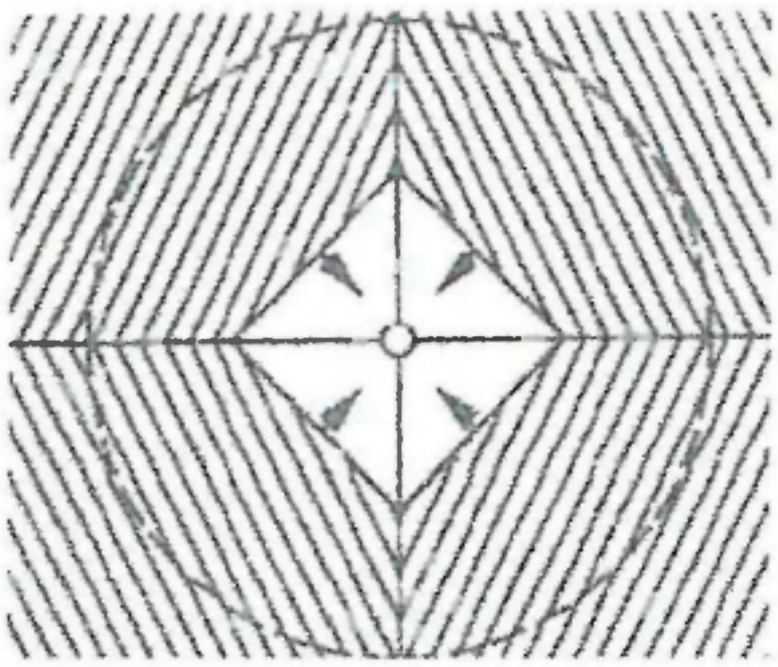
W przypadku złóż rud miedzi zalegających na obszarze LGOM, mamy do czynienia z kilkoma czynnikami, których wpływ stanowi o charakterystycznych cechach ewentualnej eksploatacji filarów szybowych, odróżniających te eksploatacje od dotychczasowych doświadczeń w tym zakresie. W pierwszym rzędzie jest to występowanie warstw wodonośnych, z których istotne znaczenie z punktu widzenia zagrożeń górniczych posiada trzeciorzędowy poziom wodny, zalegający ok. 300-400 m nad złożem. Na przejściu przez ten poziom szyby są w obudowie tubingowej, w stosunku do której istnieją przesłanki, iż nie powinna być poddana działaniu pionowych odkształceń rozciągających, ponieważ w takim przypadku utraci ona swoje własności izolowania szybu od warstw wodonośnych. Z drugiej strony połączenia hydrologiczne z wyrobiskami eksploatacyjnymi powodują systematyczne odwodnienia tego poziomu, co szczególnie podczas prowadzenia eksploatacji filara szybowego, prowadzić będzie do występowania stosunkowo dużych odkształceń pionowych ściskających w rurze szybowej na poziomie zalegania warstw wodonośnych.

Podstawowym więc kryterium dla opracowania sposobu eksploatacji w filarze szybowym jest warunek, aby w trakcie eksploatacji, jak również po jej zakończeniu obudowa szybowa była poddana co najwyżej odkształceniom ściskającym. Należy również zachować pionowość szybów. Tak ostrych kryteriów nie spełniają sposoby stosowane dotychczas w górnictwie węglowym metody eksploatacji w filarach szybowych.

Biorąc pod uwagę powyższe założenia należałoby przyjąć, że eksploatacja górnicza w filarze jest możliwa pod warunkiem, że nie będzie ona przecinać rury szybowej. Oznacza to, że wokół szybów pozostawiona zostaje nie wybrana partia złoża (kostka) o obliczonych teoretycznie wymiarach, zależnych w głównej mierze od położenia. Pozostała część złoża w filarze eksploatowana powinna być w sposób czasoprzestrzennie skoordynowany, w miarę możliwo-

ści symetrycznie w stosunku do szybów, co pozwoli na zachowanie pionowości szybów. Ten sposób eksploatacji chroni górną część szybu (tubingową), ale wprowadza duże deformacje ściskające w dolnej części (betonowej). W metodzie tej konieczne jest upodatnienie rury szybowej na zdefiniowanych poziomach. Dotyczy to zwłaszcza metody eksploatacji z zawałem stropu. Zbyt mała wielkość kostki niewybranego złoża, brak upodatnienia rury szybowej, może w konsekwencji doprowadzić do wyboczeń i ścięć rury szybowej. W niektórych jednak filarach szybowych LGOM nie ma możliwości zastosowania podsadzki hydraulicznej jak np. w przypadku filara Szybów Wschodnich (P-III i P-IV) w OG „Polkowice", który prawdopodobnie jako pierwszy będzie eksploatowany.

Powyższe założenia spełnia teoretyczna metoda przedstawiona na rys. 3.4, która jest opisana w literaturze, ale praktycznie nie była stosowana w warunkach górnictwa węglowego. Wynika to z faktu, że eksploatacja ta wywołuje, zwłaszcza w dolnej części szybu, znaczne deformacje rury szybowej, wywołane odkształceniami ściskającymi. Również w przypadku LGOM nie jest możliwe prowadzenie eksploatacji dokładnie wg takiego schematu. Jest to tylko przedstawiona ogólna idea wybrania złoża z pozostawioną kostką. Tym bardziej, że taki układ eksploatacji związany byłby z silnym zagrożeniem wystąpienia tąpań.

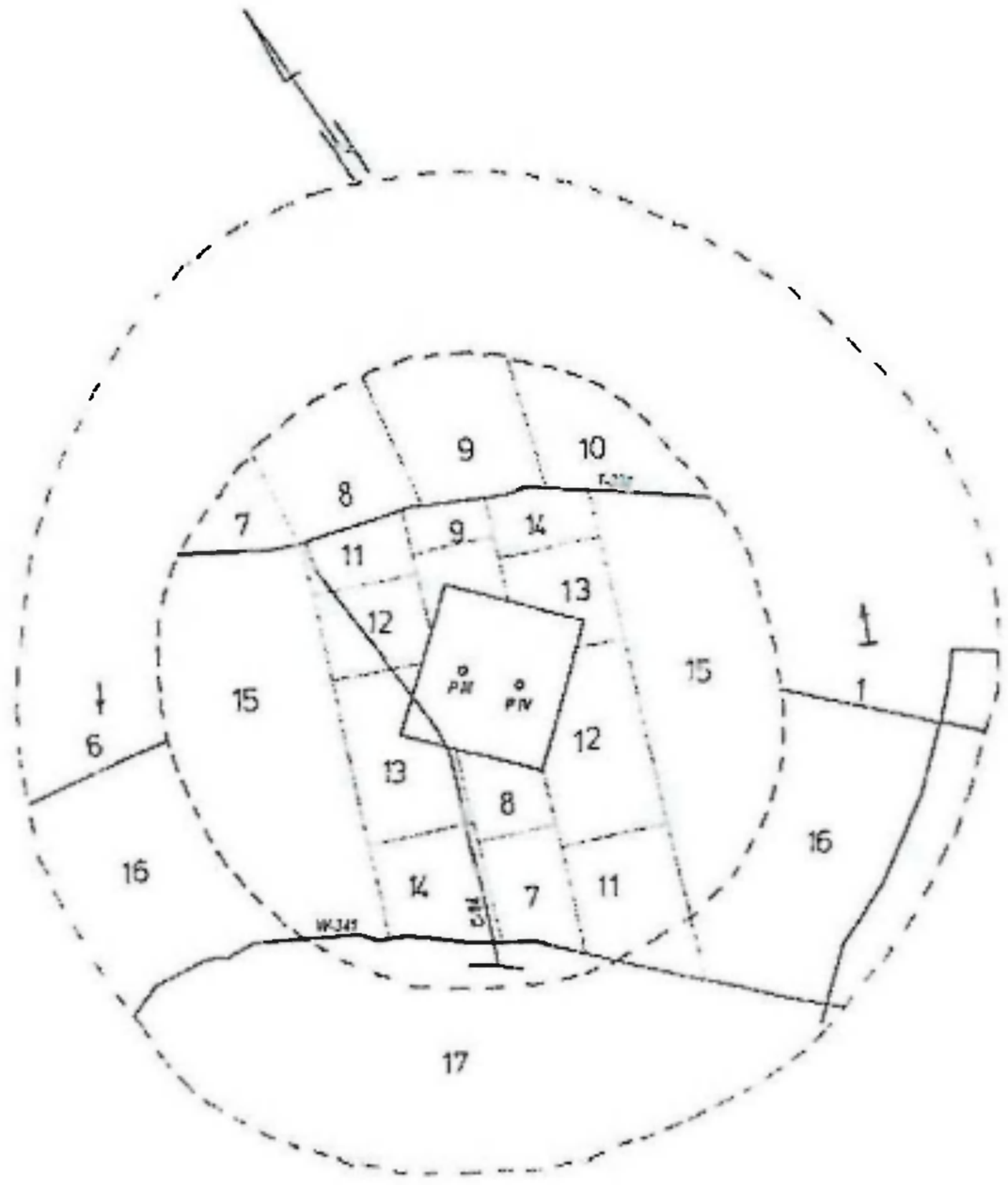


Rys. 3.4. Schemat eksploatacji czterema frontami do środka szybu z pozostawioną kostką niewybranego złoża
Fig. 3.4. The scheme of four front exploitation to the shaft centre with not completely removed rocks of the remaining deposit

Podstawowym problemem jest wielkość pozostawionej kostki złoża wokół szybu, która zależeć będzie od miąższości złoża zalegającego w filarze oraz od ustalonej odporności obudowy rury szybowej na odkształcenia pionowe ściskające. Wstępne obliczenia wykazują, że kostka ta będzie miała dla warunków LGOM wymiary nawet do 250 x 250 m. Wymiary te muszą być jeszcze dodatkowo zweryfikowane na podstawie bieżących pomiarów geodezyjnych prowadzonych w rurze szybowej w trakcie początkowej fazy eksploatacji filara. Podstawową zaletą tej metody jest występowanie w trakcie eksploatacji jedynie odkształceń ściskających. Jednak ewentualna eksploatacja złoża w filarze szybowym z zawałem stropu powodować będzie takie deformacje rury szybowej na wysokości 30-100m nad złożem, że prawdopodobnie konieczne będzie wyłączenie wszystkich funkcji szybów (zwłaszcza transportowych) z pozostawieniem jedynie funkcji wentylacyjnych. Wielkość tych deformacji zależna będzie od rozmiarów pozostawionej kostki złoża. Odkształcenia pionowe ściskające przesuwające się od zrębu szybu w głąb górotworu wymagać też będą wykonania dylatacji w obudowie szybowej na wybranych poziomach o wysokości ok. 0,3 m i zabudowania wyciętych przestrzeni podatnymi wkładkami,

przejmującymi część naprężeń, zmniejszając następstwa skrócenia rury szybowej, towarzyszące odkształceniom ściskającym.

Na rysunku 3.5 przedstawiono praktyczny schemat projektowanej eksploatacji dla warunków geologiczno górniczych w filarze ochronnym szybów P-III i P-IV w OG „Polkowice".



Rys. 3.5. Projekt eksploatacji w filarze szybów P-III i P-IV.
Fig. 3.5. The project of exploitation in the pillar of the shafts P-III and P-IV

Jeżeli będziemy chcieli zachować wszystkie funkcje szybów, w końcowej fazie należy rozważyć ewentualną eksploatację również pozostawionej kostki złoża. Prawdopodobnie będzie to tylko pierwsza faza stosowanych obecnie systemów eksploatacji w LGOM złoża z ugięciem stropu tzn. faza upodatnienia. Pozwoli to na zmniejszenie bardzo dużych odkształceń ściskających powstających w dolnej części szybu. Przy funkcjonującym szybie konieczne będzie jednak przecięcie rury szybowej na wysokości złoża i zabudowanie przestrzeni odpowiednimi, podatnymi kasztami. Innym możliwym rozwiązaniem jest przecięcie rury szybowej na kilku poziomach powyżej złoża i ich zabudowanie podatnymi wkładkami. Koszt jednak wykonania kasztu w warunkach szybów LGOM-u byłby stosunkowo duży i trudny pod względem technicznym. Opłacalność takiego przedsięwzięcia musiałaby być wstępnie określona.

W warunkach LGOM miąższość złoża ma również wpływ na sposób eksploatacji złoża. Dla miąższości do 5,0 m (rejon szybów P-III i P-IV) stosuje się system komorowo–filarowy, obecnie dwuetapowy z ugięciem stropu (upodatnienie). Wymaga to rozpatrywania asymptotycznych wartości deformacji, właściwych dla określonego stanu robót górniczych i odpowiadającego jemu rozwojowi pola eksploatacyjnego.

4. Podsumowanie

Niniejszy referat przedstawia problem wymiarowania filarów ochronnych szybów kopalnianych w nieco inny sposób jak znane z literatury metody. Wykorzystanie empirycznie wyznaczonej „statystyki górotworu" do wymiarowania, a następnie do planowania eksploatacji górniczej filarów szybowych pozwala, jak wykazują doświadczenia z Zagłębia Ruhry, dotyczące specjalnie eksploatacji w strefach przyszybowych, na bezpieczne, bezawaryjne i ekonomiczne jej prowadzenie.

Ograniczenie do złoża jednopokładowego ma tutaj wyłącznie charakter ilustracyjny, chociaż ten przypadek odnosi się szczególnie do eksploatacji złoża miedzi w LGOM. Wymiarowanie filarów szybowych w warunkach występującego zagrożenia wodnego i sejsmicznego oraz ich planowa eksploatacja wymagają bowiem szczególnie „ostrożnego i pewnego" rozwiązania.

Literatura

[1] Bals R.: Abbau von Schachtsicherheitspfeilern. Glückauf 75. 1939.

[2] Bachstroem H.: Untersuchung und Systematik der Schäden an gusseisernen Tübbingsäulen.Dissertation RWTH Aachen, Aachen 1960.

[3] Drzęźla B.: Zmienność zasięgu wpływów eksploatacji w górotworze. Przegląd Górniczy, nr 10, Katowice 1979.

[4] Drzęźla B., Sosna B.: Optymalizacja wymiarów filarów ochronnych dla obiektów punktowych i liniowych na powierzchni terenu oraz szybów. Zesz. Nauk. Pol. Śl. Nr 716, Górnictwo z.116, Gliwice 1982.

[5] Drzęźla B.: Rozważania nad zagadnieniem wyznaczania filarów ochronnych. Zeszyty Naukowe AGH . Sozologia i Sozotechnika, z.33, Kraków 1991.

[6] Dżegniuk B.: Odkształcenia pionowe rury szybowej przy eksploatacji filarów szybowych.Pr. Kom. Nauk.-Techn. PAN. Kraków 1968.

[7] Dżegniuk B., Sroka A.: Prognozowanie skutków eksploatacji w filarach szybowych KGHM,SITG - II Międz. Symp. nt.: Gospodarka zasobami miedzi. Lubin 1977.

[8] Dżegniuk B., Pielok J., Sroka A.: Erfahrungen beim Abbau von Schachtsicherheits-pfeilern. Das Markscheidewesen 116, 1980.

[9] Dżegniuk B. + Zespół: Zadanie badawcze nr Pr-2/N.1.11.1.2.b –Analiza dotychczasowych wyników z eksploatacji filarów szybowych pod kątem ich wykorzystania w LGOM. Temat nr PR-2/N.1.11.Opracowanie metod bezpiecznego wybierania filarów ochronnych w warunkach LGOM. Program rządowy PR-2: Optymalne wykorzystanie zasobów i rozwój produkcji miedzi i jej stopów. AGH 1978.

[10] Dżegniuk B. + Zespół: Wstępna ocena możliwości eksploatacji złoża w filarze ochronnym szybów P-III i P-IV. Stowarzyszenie Naukowe im. Stanisława Staszica. Kraków 2002. Praca niepublikowana.

[11] Fritz W.: Untersuchung über Schäden an Schächten des Steinkohlenbergbaus in standfesten Gebirge. Dissertation. RWTH Aachen, 1968.

[12] Grün E., Preusse A.,Sroka A. i in.: Abbau schachtnaher Vorräte. DMT Berichte aus Forschung und Entwicklung Nr 19, Bochum 1993.

[13] Haupt W., Schober F., Sroka A.: Dimensionierung von Sicherheitspfeilern und Schutzbereichen. Das Markscheidewesen 91 (1984) Nr 3.

[14] Jędrzejec E., Kowalski A., Kwiatek J.: Wyznaczanie filarów ochronnych dla obiektów powierzchniowych, szybów i szybików w granicach obszarów górniczych kopalń węgla kamiennego (podstawy teoretyczne, wytyczne). GIG. S. Instrukcje, Nr 3, Katowice 1996.

[15] Knothe S.: Odkształcenia pionowe górotworu przy kołowo-symetrycznym wybieraniu filarów szybowych. Archiwum Górnictwa, tom I z.2, Warszawa 1956.
[16] Knothe S., Leśniak J.: Wyznaczanie wielkości spodziewanych wpływów eksploatacji w szybowych filarach ochronnych. Archiwum Górnictwa, tom IX, z.4, Warszawa 1966.
[17] Pielok J., Sroka A.: Nowe koncepcje dotyczące ochrony powierzchni i górotworu. Komisja Ochrony Terenów Górniczych PAN, Oddział Katowice, Wydział Górniczy Politechniki Śląskiej w Gliwicach. Metody wyznaczania i eksploatacji filarów ochronnych. Katowice-Gliwice 1980-81.
[18] Pielok J., Sroka A.: Dotychczasowe doświadczenia w zakresie eksploatacji filarów ochronnych szybów kopalnianych. Komisja Ochrony Terenów Górniczych PAN, Oddział Katowice, Wydział Górniczy Politechniki Śląskiej w Gliwicach. Metody wyznaczania i eksploatacji filarów ochronnych. Katowice-Gliwice 1980-81.
[19] Piwowarski W., Dżegniuk B., Niedojadło Z.: Współczesne teorie ruchów górotworu i ich zastosowania. Wydawnictwa AGH, Kraków 1995.
[20] Popiołek E. + Zespół: Opracowanie projektu do wytycznych wyznaczania filarów ochronnych w LGOM. Kraków 1993. Praca niepublikowana.
[21] Praca zbiorowa. Ochrona powierzchni przed szkodami górniczymi. Wydawnictwo „Śląsk", Katowice 1980.
[22] Preusse A.: Markscheiderische Analyse und Prognose der vertikalen Beanspruchung von Schachtsäulen im Einwirkungsbcrcich untertägigen Steinkohlenabbaus. Dissertation, TU Clausthal. 1990.
[23] Pytlarz T., Kowalski A., Szukalski S.: Optymalne wymiary kostki przyszybowej przy eksploatacji pokładu w filarze szybowym. Prace, Komunikat nr 575, Katowice 1972.
[24] Salamon M., Munro A.: A study of strength of coal pillars. I.S.Afr.Inst.Min.Met., 1967
[25] Sroka A.:Teoretyczne podstawy wyznaczania wymiarów wymiarów kostki przy eksploatacji górniczej w filarach szybowych. Z.Nauk.AGH, Geodezja z.36, Kraków 1975.
[26] Sroka A.: Wpływ eksploatacji górniczej na wyrobisko szybowe w fazie dynamicznej i asymptotycznej. Pr. Kom. Górn.-Geod. PAN, Geodezja 22, Kraków 1976.
[27] Sroka A.: Filary ochronne – konieczność czy sztuka (górnicza)?. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Szczyrk 1999. Referat niepublikowany.
[28] Sroka A.: Sicherheitsaussagen in der Gebirgsmechanik. Felsbau. Nr 3, 1991.

The Bases of Dimensioning and the Exploitation of Shaft Safety Pillars

Abstract

At the assessment of the planned mining exploitation in shaft pillars it is necessary to take into account the risk of transgressing a limit value of vertical true deformation, characteristic for a given shaft. The uncertainty resulting from the assumptions made, accepted values of parameters and the applied mathematical model is taken into account while solving many technical problems, by introducing coefficients bigger than one (SF > 1.0). In the Article the methods of the dimensioning of shaft safety pillars were given. They consider such a coefficient, based on „rock mass statistics". Some methods of exploitation pillars were described from the point of view of the minimisation of its impact on shaft working. Given speculations and examples were limited to one-seam copper deposit in the Legnica-Głogów Copper Area.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Edward Popiołek

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str.95–110

Kazimierz GATNAR, Andrzej TOR
Jastrzębska Spółka Węglowa S.A., Jastrzębie

Metan pokładów węgla jako paliwo w skojarzonych układach energetyczno-chłodniczych stanowiących element zaopatrzenia w energię zakładów JSW S.A.

Słowa kluczowe

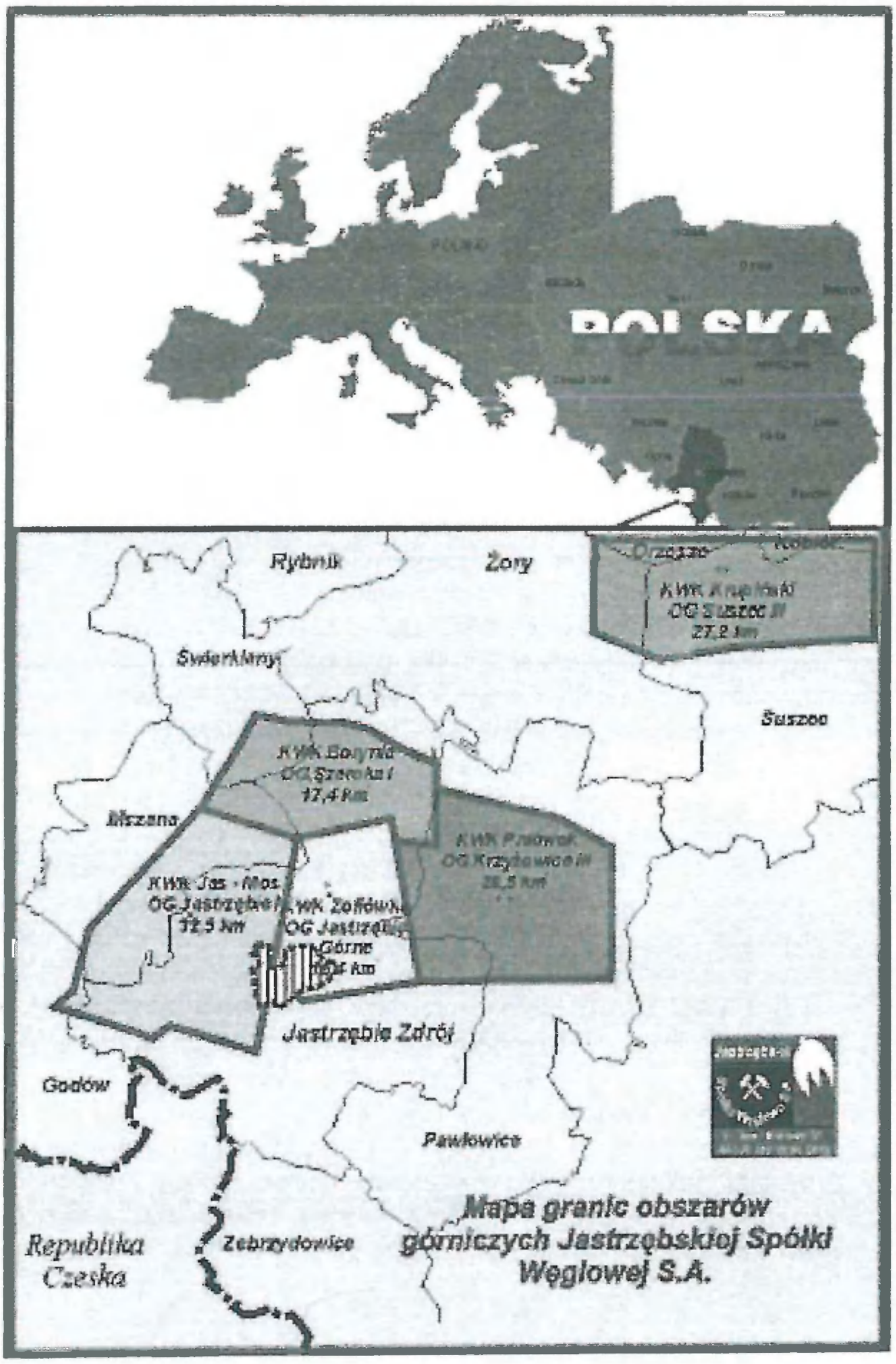
metan pokładów węgla – silnik gazowy – skojarzony układ energetyczno-chłodniczy – zaopatrzenie w energię kopalni

Streszczenie

W referacie przedstawiono aktualne zasoby metanu pokładów węgla w obszarze górniczym JSW S.A. (z uwzględnieniem zasobów w kopalniach zlikwidowanych), specyfikę jego występowania oraz metody i możliwości techniczne ujmowania gazu, w ramach prowadzonych robót górniczych. Na przykładzie zrealizowanych instalacji wykorzystujących metan przedstawiono dynamikę wzrostu wykorzystania w latach 1999-2001, a także zaprezentowano inwestycje zabudowy silników gazowych TBG 632 V16 dla wykorzystania metanu pokładów węgla do produkcji energii elektrycznej i ciepła (realizacja w KWK „Krupiński") oraz do produkcji energii elektrycznej, ciepła, i zimna w układzie centralnej klimatyzacji (realizacja w KWK „Pniówek"). Dokonano analizy dotychczasowych doświadczeń w zakresie pewności ruchu, poprawności konstrukcji, uzyskiwanych parametrów pracy oraz sprawności energetycznych tak silników gazowych jak całych instalacji skojarzonych układów energetycznych. W oparciu o dane w zakresie poniesionych nakładów i uzyskanych przychodów z tytułu sprzedaży produkcji wykazano uzyskany efekt ekonomiczny za lata 1999-2001. Referat przedstawia również sposób wkomponowania jednostek produkcyjnych w układy elektroenergetyczne i cieplne kopalń, sposób zasilania w paliwo oraz wzajemne relacje pomiędzy ceną jednostkową zakupu od dostawców zewnętrznych energii elektrycznej (GZE S.A.) i ciepła (SEJ S.A.) a ceną sprzedaży uzyskiwaną z produkcji w układach skojarzonych. Na przykładzie skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego centralnej klimatyzacji KWK „Pniówek" przedstawiono metodę wzajemnych rozliczeń pomiędzy kopalnią a dostawcą, która umożliwia przy relatywnie niskiej cenie chłodu szybką spłatę kredytu zaciągniętego na realizację inwestycji. W podsumowaniu omówiono rolę produkcji uzyskiwanej z metanu pokładów węgla w zaopatrzeniu w energię kopalń, jej wpływ na obniżenie jednostkowych cen zakupu nośników energetycznych oraz obniżenie nakładów ponoszonych przez kopalnie na odmetanowanie z tytułu uzyskiwania przychodu ze sprzedaży gazu.

1. Wstęp

1.1. Informacja ogólna o JSW S.A.



Rys. 1.1. Mapa granic obszarów górniczych Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.

Fig. 1.1. Coalfield Jastrzębie Coal Company Ltd

Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. grupuje 5 kopalń (rys. 1.1), których obszary nadania górniczego wynoszą 122 km^2 i zlokalizowane są w południowo-wschodniej części Rybnickiego Okręgu Węglowego w rejonie miast Jastrzębie Zdrój i Żory. Eksploatacją objęte jest złoże węgla koksowego, stąd produkcja kopalń to węgle typu 35.1 i 35.2. Niewielkie ilości węgla z pogranicza węgli koksowych i energetycznych wydobywane są w kopalniach „Borynia", „Pniówek" i „Krupiński". Obszar górniczy położony jest w południowo-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, silnie zdyslokowanej geologicznie, z szeregiem fałdów, niecek, nasunięć i uskoków, których wielkość zrzutów dochodzi do 300 m. W takich warunkach tektonicznych, złożu węgla towarzyszą znaczne ilości metanu, stąd wszystkie kopalnie zostały zaliczone do IV kategorii zagrożenia metanowego i prowadzone jest w nich odmetanowanie centralne dla ujęcia metanu w trakcie prowadzenia robót górniczych.

1.2. Informacja ogólna o SEJ S.A.

Spółka Energetyczna Jastrzębie S.A. grupuje Elektrociepłownie „Moszczenica" i „Zofiówka" oraz zakład Nr 3 EEG eksploatujący skojarzone układy energetyczno-chłodnicze (energetyczny na terenie KWK „Krupiński" i energetyczno-chłodniczy na terenie KWK „Pniówek"). SEJ S.A. rozpoczęła działalność gospodarczą od 01.11.1995 r. a 100 % akcji objęła Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. Obie Elektrociepłownie wchodziły uprzednio w struktury organizacyjne kopalń „Moszczenica" i „Zofiówka" stanowiąc ich fragment energetyczny. W pierwszym etapie realizacji programu restrukturyzacji górnictwa od roku 1994 funkcjonowały jako samodzielne zakłady. W kolejnych latach w skład SEJ S.A. weszła Ciepłownia „Pniówek" i EEG Suszec S.A., która to spółka jest kontynuacją spółki EEG „Suszec" Sp. z o.o., powołanej w roku 1996 (100 % udziałów JSW S.A.) dla realizacji pierwszego skojarzonego układu energetycznego opartego o silnik gazowy wykorzystujący metan z odmetanowania KWK „Krupiński". Obecnie działalność SEJ S.A. obejmuje wytwarzanie ciepła i energii elektrycznej na potrzeby zakładów JSW S.A. i odbiorców zewnętrznych (PEC Jastrzębie, GZE S.A.) oraz sprężonego powietrza i chłodu na potrzeby kopalń JSW S.A.

1.3. Informacja ogólna dotycząca metanu

W kopalniach JSW S.A. ze względu na zaleganie w nadkładzie słabo przepuszczalnych ilastych osadów miocenu, w stropie karbonu występuje licząca 150 – 200 m. strefa wysokiej metanowości pokładów węgla przekraczająca znacznie 10 m^{3}CH$_4$/Mg$_{csw}$ i dochodząca w KWK „Pniówek" do 35 m^3 CH$_4$/Mg $_{csw}$. Warunki geologiczne zalegania złoża, występowania metanu oraz słaba desorpcja występujących węgli powodują, że uwolnienie gazu bez naruszenia równowagi górotworu robotami górniczymi jest niewielkie, co potwierdziły negatywne doświadczenia tak firm polskich jak zachodnich, które próbowały pozyskać metan otworami z powierzchni w górotworze nieodprężonym. Stąd ilość uwalnianego metanu jest ściśle związana z zakresem prowadzonych robót górniczych, przy czym eksploatacja prowadzona obecnie w 100 % systemem na zawał dodatkowo uwalnia metan zawarty w górotworze pomiędzy pokładami węgla. Uwalniany metan jest w ok. 40 % ujmowany do rurociągów pod depresją centralnej, powierzchniowej stacji odmetanowania, a w ok. 60 % usuwany z wyrobisk dołowych na drodze wentylacji obiegowej. Stosowana metoda odmetanowania wyprzedzającego oraz prowadzonego w trakcie eksploatacji pokładów węgla powoduje, że odmetanowaniem ujmowana jest nie osuszona mieszanka gazowo-powietrzna o koncentracji CH$_4$ na poziomie 50-

60%, która może być wykorzystana jedynie w instalacjach przemysłowych. Zasoby metanu na 01.01.2002 r. oraz ujęcie w roku 2001 zostały przedsta-wione w tablicy 1.1.

Tablica 1.1. Zasoby i ujęcie metanu
Table 1.1. Methane resources and methane bearing of mines in JSW SA

Kopalnia	Wydobycie [tys. Mg]	Zasoby metanu do głębokości 1000 m [mln m^3 CH_4]		Metanowość relatywna [m^3/Mg]	Efektywność odmetanowania [%]	Ujęcie metanu odmetanowaniem [tys. m^3 CH_4]
		Bilansowe	Przemysłowe			
„Borynia"	2.504,6	667	147	3,00	7,62	266,4
„Jas-Mos"	2.693,6	265	47	6,80	30,62	8.670,0
„Krupiński"	2.138,7	1.568	126	27,28	51,02	20.124,0
„Pniówek"	3.687,1	3.962	1.900	35,09	36,86	42.100,5
„Zofiówka"	2.291,8	1.324	686	30,21	43,64	21.119,9
JSW S.A.	13.315,8	7.786	2.906	13,80	39,08	92.280,8

Oprócz zasobów metanu w eksploatowanych obszarach górniczych, mamy do czynienia z zasobami metanu w obszarach górniczych kopalń zlikwidowanych tj. KWK. „Morcinek", złoża Jastrzębie I KWK „Jas-Mos" (była KWK „Moszczenica") i części obszaru górniczego wydzielonego z KWK „Krupiński". Na dzień dzisiejszy potencjalne ilości możliwego do pozyskania metanu wynoszą:

- obszar byłej kopalni „Morcinek" – 434 mln m^3, w tym 83 mln m^3 w warstwach dębowieckich,
- obszar byłej kopalni „Moszczenica" – 160 mln m^3,
- obszar wydzielony z obszaru górniczego KWK „Krupiński" – 45 mln m^3.

W pierwszym wypadku działania dla pozyskania tego gazu prowadzi firma KARBONIA PL Sp. z o.o. (kapitał czeski), natomiast w drugim metan ujmowany jest przez stację odmetanowania „Moszczenica" i spalany w kotłach cyklonowych OCG-64 Elektrociepłowni „Moszczenica".

W obszarze wydzielonym z KWK „Krupiński" na dzień dzisiejszy nie prowadzi się żadnych działań zmierzających do pozyskania metanu.

2. Program wykorzystania metanu z obszaru górniczego JSW S.A.

Z chwilą powstania JSW S.A. został opracowany wieloletni program zwiększenia wykorzystania metanu ujmowanego odmetanowaniem, który w pierwszym etapie przewidywał pełne wykorzystanie mieszanki ujętej a w drugim etapie, docelowo – po pojawieniu się możliwości technicznych – zwiększenie ujęcia dla wykorzystania przynajmniej części gazu usuwanego dotychczas z kopalń wraz z powietrzem wentylacyjnym. Realizację zakładanych przedsięwzięć wspomagało równoczesne występowanie aspektu ekologicznego (ograniczenie emisji CH_4 do atmosfery) i ekonomicznego (sprzedaż gazu do odbiorców a co za tym idzie przychód uzyskiwany przez kopalnię z tego tytułu). Dla odbiorcy z kolei możliwość wykorzystania tańszego i bardziej ekologicznego paliwa jakim jest metan, zdecydowanie poprawiała relacje ekonomiczne wytwarzania energii elektrycznej, ciepła i „chłodu". Realizacja programów zwiększe-

nia wykorzystania metanu ujmowanego odmetanowaniem zakłada docelowe pełne jego wykorzystanie w wyniku realizacji następujących przedsięwzięć:

- rozbudowa układów kotłowych o nowe jednostki, modernizacja istniejących kotłów oraz układów przesyłowych,
- rozbudowa układów energetycznych o jednostki produkcyjne na bazie silników gazowych do skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i ciepła,
- wykorzystanie metanu w skojarzonym układzie energetyczno-chłodniczym centralnej klimatyzacji KWK „Pniówek", oraz planowanych instalacjach klimatyzacji dla innych kopalń,
- budowa instalacji wzbogacania mieszanek metanowych do parametrów gazu rurociągowego GZ-50 i jego sprzedaż do sieci komunalnej – instalacja przemysłowa po roku 2003.

Tablica 2.1. Ujęcie i wykorzystanie metanu [100 % CH_4]
Table 2.1. Utilization of methane in mines

Kopalnia	Całkowita ilość ujętego metanu (tys. m^3/rok)	Zagospodarowanie ujętego metanu			
		Łączna ilość i udział % zagospodarowanego metanu		Wyszczególnienie	
		(tys. m^3/rok)	[%]	Ilość metanu (tys. m^3/rok)	Sposób wykorzystania
„Borynia"	266,4	96,4	36	96,4	Kotły gazowe 2 x 1,2 MW_t
„Jas-Mos"	8.670,0	8.388,6	97	8.388,6	EC „Moszczenica"
„Krupiński"	20.124,0	11.586,1	58	7.202,9 2.007,1 2.376,1	Silnik gazowy TBG 632V16 Kotły WR Suszarnia flotokon. kop. "Krupiński"
„Pniówek"	42.100,5	29.842,1	71	6.666,0 3.616,3 14.511,5 5.048,3	EC „Moszczenica" EC „Zofiówka" Silniki gazowe TBG 632V16 Kotły ciepłowni „Pniówek"
„Zofiówka"	21.119,9	20.821,2	99	20.821,2	EC „Zofiówka"
JSW S.A.	92.280,8	70.734,4	77	2.472,5 96,4 2.376,1 68.261,9 15.054,6 24.437,5 21.714,4 7.055,4	**Zakłady JSW SA** w tym: Kotły gazowe kop. „Borynia" Suszarnia flotokon. kop. „Krupiński" SEJ SA w tym: EC „Moszczenica" **EC „Zofiówka"** Silniki gazowe TBG 632V16 Kotły gazowe i WR
				70.734,4	Ogółem

W tablicy 2.1 przedstawiono ujęcie i wykorzystanie metanu za rok 2001 przy czym rubryka ‚sposób wykorzystania" pozwala zorientować się w wielkościach zużycia metanu w inwestycjach zrealizowanych jakimi są:

- KWK „Borynia" – zabudowa kotłów gazowych HVTO 2 x 1,2 MW_t,
- KWK „Krupiński" – budowa skojarzonego układu energetycznego na bazie silnika gazowego firmy MWM Deutz typu TBG 632 V 16 o 2,7 MW_{el} + 3,1 MW_t wykorzystującego gaz z odmetanowania kopalni,
- KWK „Pniówek" – budowa skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego na bazie 2 silników gazowych firmy MWM Deutz TBG 632 V 16 o mocy 3,2 MW_{el} + 3,7 MW_t wykorzystującego gaz z odmetanowania kopalni, które stanowią jednostkę napędową układu centralnej klimatyzacji KWK „Pniówek" o mocy 5 MW_{ch}.

Tablica 2.2 przedstawia ujęcie i wykorzystanie metanu w JSW S.A. w latach 1998-2001 oraz za I półrocze 2002 r.

Tablica 2.2. Ujęcie i wykorzystanie metanu [tys. m^3 CH_4]
Table 2.2. Utilization of methane in mines

Kopalnia	1998		1999		2000		2001		I półrocze 2002	
	ujęcie	% wyk.	ujęcie	% wyk.	ujęcie	% wyk.	ujęcie	% wyk.	ujęcie	% wyk.
„Borynia"	1869,5	48	1438,1	53	2064	52	266,4	36	987,0	49
„Jas-Mos"	11733,8	96	11245,5	96	10553,3	94	8670,0	97	5195,9	100
„Krupiński"	9978,7	69	12579,5	83	12755,8	75	20124,0	58	11401,8	52
„Pniówek"	51018,3	62	52730,1	64	51018,3	64	42100,5	71	20475,6	74
„Zofiówka"	19566,9	89	19658,0	95	20062,1	94	21119,9	99	9486,3	100
JSW S.A.	113867,3	72	100937,9	76	96453,5	75	92280,8	77	47546,6	76

Uwaga! W latach 1998 i 1999 prowadzone było ujęcie w zlikwidowanej KWK „Morcinek" stąd dla tych lat wielkość ujęcia dla JSW S.A. nie bilansuje się.

3. Inwestycje zrealizowane w oparciu o wykorzystanie metanu pokładów węgla

3.1. Skojarzony układ energetyczny w KWK „Krupiński"

Inwestycja została zrealizowana przez EEG „Suszec" Sp. z o.o. (100 % udziałów JSW S.A.) przy współpracy z firmą Saarberg Fernwärme Gmbh (Niemcy) w rekordowo krótkim terminie bo od podpisania kontraktu w lutym 1997 do uruchomienia w grudniu 1997 r. upłynęło 10 miesięcy. W tablicy 3.1 przedstawiono raport z pracy agregatu za m-c grudzień 2001 r. oraz dane od momentu uruchomienia.

Produkcja energii elektrycznej i ciepła jest wyprowadzona do kopalnianych układów energetycznych a stopień pokrycia zapotrzebowania na nośniki energetyczne z tego źródła w latach 1998 – 2001 przedstawia tablica nr 3.2.

Tablica 3.1. Raport z pracy silnika gazowego tb6 v 16 pracującego w KWK „Krupiński”
Table 3.1. Exemplary report of TBG 632 V 16 operation in “Krupiński” mine

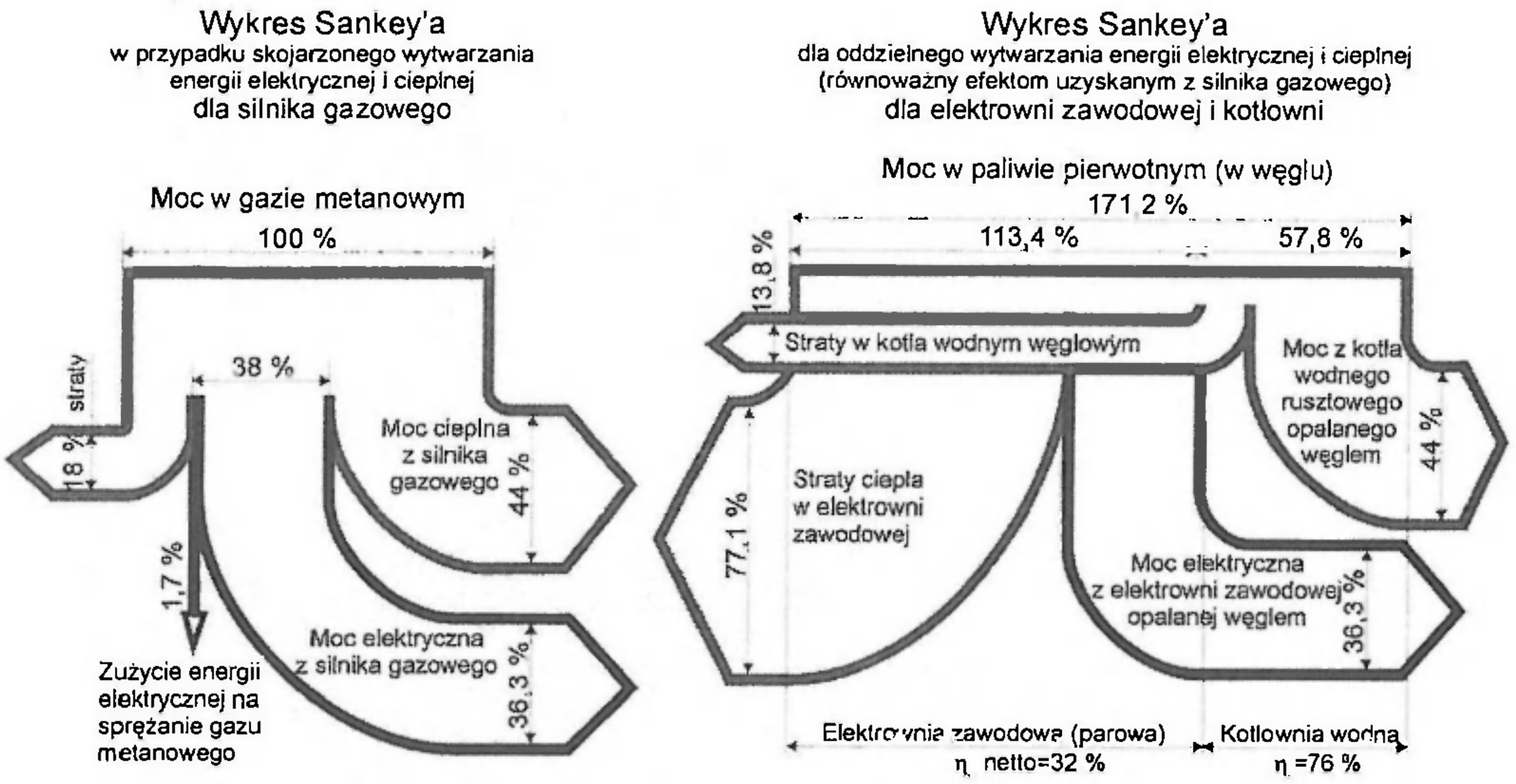
Lp.	Wyszczególnienie		Grudzień 2001 r.	Od uruchomienia w grudniu 1997 r.
1.	Godziny pracy	[h]	702	31.288
2.	Zużycie metanu	[tys. m^3]	504,6	21.811
3.	Koncentracja metanu (średnia)	[%]	56	57
4.	Moc (średnia)	[kW]	2.670	2.632
5.	Produkcja energii elektrycznej	[kWh]	1.820.592	80.514.274
6.	Produkcja ciepła	[GJ]	8.307	160.561
7.	Wartość produkcji	[zł]	420.803	14.448.838
	w tym: - ciepło	[zł]	127.633	3.660.771
	- energia elektryczna	[zł]	293.170	10.984.067
8.	Koszt eksploatacji	[zł]	187.403	6.273.376

Tablica 3.2. Wykorzystanie energii wyprodukowanej w układzie skojarzonym KWK „Krupiński”
Table 3.2. Energy production in co-generation system “Krupiński” mine (electric and thermal)

Lp.	Nośnik	1998		1999		2000		2001	
		Ilość	Stopień pokrycia potrzeb [%]	Ilość	Stopień pokrycia potrzeb [%]	Ilość	Stopień pokrycia potrzeb [%]	Ilość	Stopień pokrycia potrzeb [%]
1.	Energia elektryczna [MWh] - zużycie kopalni	126.769		133.529		134.010		138.253	
	w tym: z układu skojarzonego	19.558	15,4	19.641	14,7	20.143	15,0	18.055	13,1
2.	Ciepło [GJ] - zużycie kopalni	196.951		173.835		153.310		148.902	
	w tym: z układu skojarzonego	55.623	28,2	24.643	14,2	47.865	31,2	31.877	21,4

Całkowita sprawność energetyczna agregatu prądotwórczego jest wysoka i osiąga 82 % dzięki wysokosprawnemu układowi odbioru ciepła z silnika składającemu się z:

- wymiennika o mocy 530 kW dla odbioru ciepła z turbodoładowania,
- płytowego wymiennika o mocy 276 kW dla odbioru ciepła z oleju silnikowego,
- płytowego wymiennika o mocy 1.099 kW dla odbioru ciepła z chłodzenia korpusu silnika,
- wymiennika o mocy 2058 kW dla odbioru ciepła ze spalin (schłodzenie spalin z 540°C do 120°C).



Rys. 3.1. Wykres Sankey'a silnika gazowego (dla porównania przedstawiono analogiczny wykres dla wytworzenia równoważnej ilości energii elektrycznej i ciepła w elektrowni zawodowej i kotłowni)
Fig. 3.1. Cogeneration power system in "Pniówek" mine

Na rys. 3.1 przedstawiono wykresy Sankey'a dla skojarzonego układu energetycznego w oparciu o silnik gazowy TBG 632 V 16 i ekwiwalentnego wytworzenia analogicznych ilości energii elektrycznej w elektrowni zawodowej i ciepła w kotłowni przemysłowej.

3.2. Skojarzony układ energetyczno-chłodniczy Centralnej Klimatyzacji KWK „Pniówek"

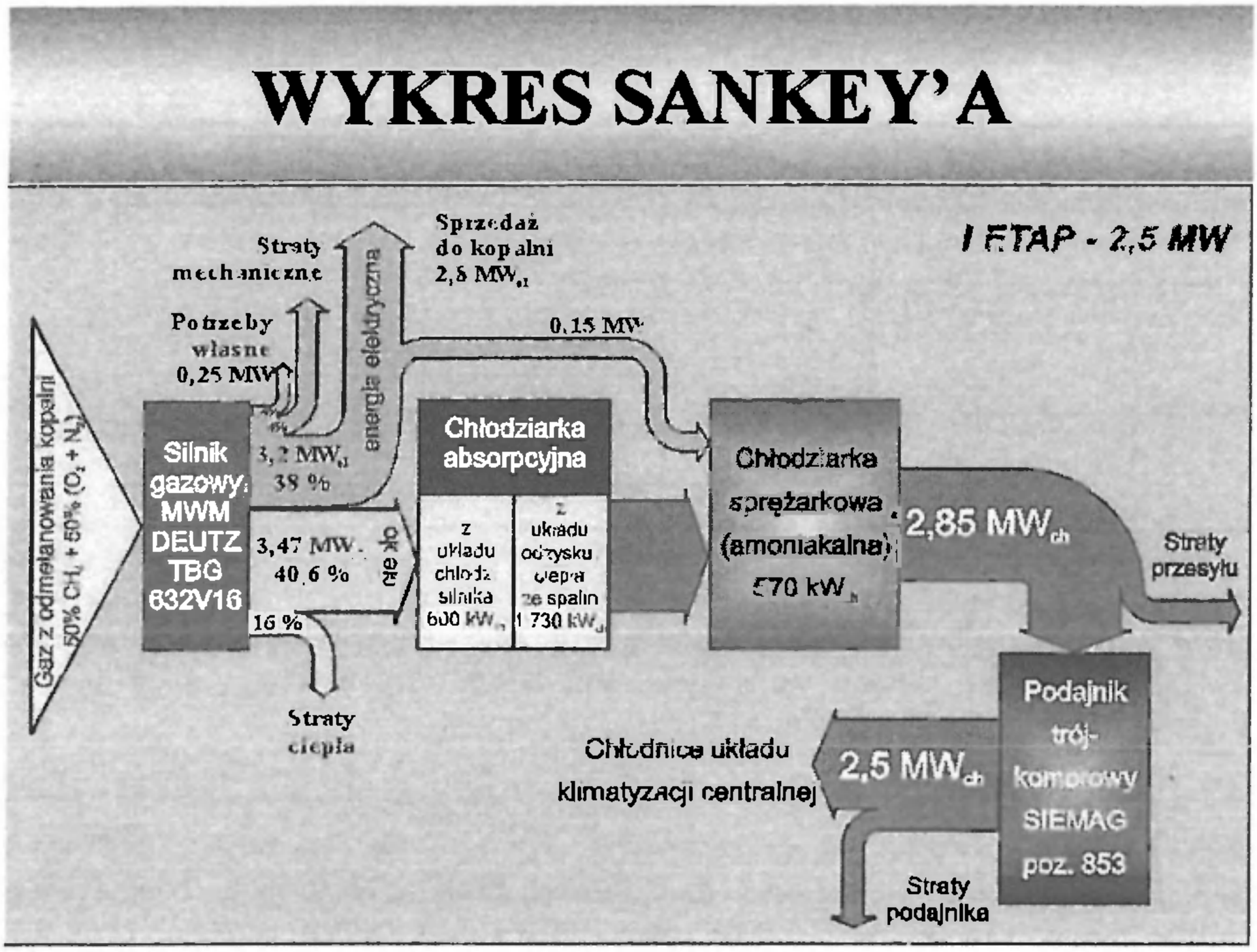
JSW S.A. podjęła decyzję o realizacji inwestycji w roku 1998 przy następującym podziale rzeczowym i finansowym:

- Spółka Energetyczna „Jastrzębie" S.A. – część powierzchniowa instalacji tj. silniki gazowe, instalacje energetyczne, chłodziarki, rurociągi do szybu,
- JSW S.A. KWK „Pniówek" – część dołowa instalacji tj. rurociągi w szybie, podajnik trójkomorowy SIEMAG na poz. 858 m, sieć rurociągów dołowych, chłodnice, a także następującym harmonogramem terminowym:

I etap - jeden silnik gazowy TBG 632 V16 o mocy 3,2 MW_{el} i 3,7 MW_t oraz układ chłodniczy o mocy znamionowej 2,5 MW_{ch} z terminem realizacji czerwiec 2000 r.,

II etap - drugi silnik gazowy TBG 632 V16 o identycznych mocach jak pierwszy i układ chłodniczy o mocy 2,5 MW_{ch} z terminem realizacji październik 2000 r.

Rys. 3.2 przedstawia wykres Sankey'a dla mocy chłodniczej I etapu skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego wynoszącej 2,5 MW_{ch}.



Rys. 3.2. Wykres Sankey'a dla silnika spalinowego TB 632 V 16
Fig. 3.2. Sankey's graph gas motor TBG 632 V 16

Realizacja układu klimatyzacji centralnej w KWK „Pniówek" była podyktowana potrzebami w zakresie zapewnienia warunków pracy w wyrobiskach dołowych a oparcie jednostek napędowych o metan pokładów węgla, dostępnością tego paliwa oraz jego znacznym dotychczas niewykorzystanym nadmiarem.

3.2.1. Charakterystyka górnicza i metanowa KWK „Pniówek"

- obszar górniczy – 28,5 km^2,
- zasoby operatywne – 125 mln Mg,
- wydobycie netto – 14,5 tys. Mg/dobę,
- poziomy wydobywcze – 705, 830, w budowie 1000,
- metanowość relatywna – 35 m^3/Mg_{csw},
- metanowość absolutna – 217,5 m3/min.,
- efektywność odmetanowania – 38%,
- stopień geotermiczny – 28,3 m/°C.

Przed realizacją skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego wykorzystanie metanu w KWK „Pniówek" (rok 1999) przedstawia tablica 3.3.

Tablica 3.3. Wykorzystanie metanu ujętego w KWK „Pniówek" rok 1999
Table 3.3. Utilization of methane "Pniówek" mine in 1999

Kopalnia	Gaz ujęty odmetanowaniem [tys. m^3CH_4]	Zagospodarowanie metanu [tys. m^3CH_4]			Stopień wykorzystania %
		Łączna ilość [tys. m^3CH_4]	Wykorzystanie metanu		
			Ilość [tys. m^3CH_4]	Sposób wykorzystania	
„Pniówek"	52720,1	33961,8	2325,6	Suszarka KWK „Jas-Mos"	64
			8216,0	EC „Zofiówka"	
			14181,8	EC „Moszczenica"	
			9238,4	Ciepłownia „Pniówek"	

W tablicy 2.1 przedstawiono ilość gazu zużytego w roku 2001 przez silniki gazowe pracujące w układzie centralnej klimatyzacji KWK „Pniówek". Jak widać z tego zestawienia silniki zużyły 14511,5 tys. m^3 metanu z odmetanowania KWK „Pniówek" a stopień wykorzystania gazu ujętego odmetanowaniem wyniósł 71 %.

3.2.2. Krótki opis instalacji skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego

Jednostkami napędowymi są dwa silniki gazowe firmy MWM Deutz (Niemcy) typu TBG 632 V16 o mocy znamionowej 3,2 MW_{el} napędzające dwa generatory elektryczne firmy Van Kaick o mocy rzeczywistej 3,194 MW_{el} napięciu 6,3 kV , cos φ 0,8 i sprawności elektrycznej ok. 38 %.Ze względów technicznych redukcja mocy tych silników może nastąpić do poziomu 75 % mocy znamionowej, po osiągnięciu której, następuje wyłączenie agregatu. Silnik posiada dwa poziomy odzysku ciepła.:

- z chłodzenia korpusu silnika, oleju i powietrza po turbodoładowaniu,
- ze spalin wylotowych.

Dzięki skojarzeniu wytwarzania energii elektrycznej i ciepła sprawność ogólna agregatu osiąga poziom ok. 80 %. Część chłodnicza instalacji składa się z członu absorpcyjnego, na który składają się chłodziarki bromolitowe ($LiBr + H_2O$) – dla każdego silnika po 2 szt. (obieg gorącowodny i ciepłowodny) oraz 1 chłodziarka sprężarkowa amoniakalna. Do chłodziarek dociera woda z obiegu dołowego o temperaturze 18°C gdzie następuje schłodzenie w członie absorpcyjnym do temperatury 4,5°C a w członie sprężarkowym do 1,5°C (2,0°C). Woda zimna powraca do instalacji dołowej zaizolowanym rurociągiem w szybie aby przez trójkomorowy podajnik ciśnieniowy SIEMAG na poz. 858, (w którym następuje redukcja ciśnienia statycznego z 9,5 MPa do 2,0 MPa) popłynąć do chłodnic woda – powietrze zlokalizowanych w wyrobiskach eksploatacyjnych.

Zaletą – w pewnym sensie – podwójnego skojarzenia energia elektryczna – ciepło, chłód jest wysoka sprawność energetyczna układu, a zastosowanie dwuczłonowego schłodzenia medium (wody) w chłodziarkach absorpcyjnych i sprężarkowych pozwala:

- w pełni wykorzystywać ciepło wytworzone w skojarzeniu zimą i latem przy czym wzrost potrzeb chłodniczych latem „dociąża" niejako cały układ,
- prowadzić ruch członu chłodniczego instalacji centralnej klimatyzacji przy postoju silników gazowych przez zasilenie w ciepło z kotłów gazowych, a energią elektryczną z sieci Górnośląskiego Zakładu Elektroenergetycznego,

- wykorzystywać część wytworzonej energii elektrycznej do napędu chłodziarek sprężarkowych oraz wprowadzać znaczące ilości do układu elektroenergetycznego KWK „Pniówek".

W tablicy 3.4 przedstawiono raport z pracy agregatów w KWK „Pniówek" za maj 2002 r. oraz od uruchomienia.

Tablica 3.4. Raport z pracy silników gazowych TBG 632 V 16 w KWK „Pniówek"
Table 3.4. Exemplary report of TBG 632 V 16 operation in "Pniówek" mine

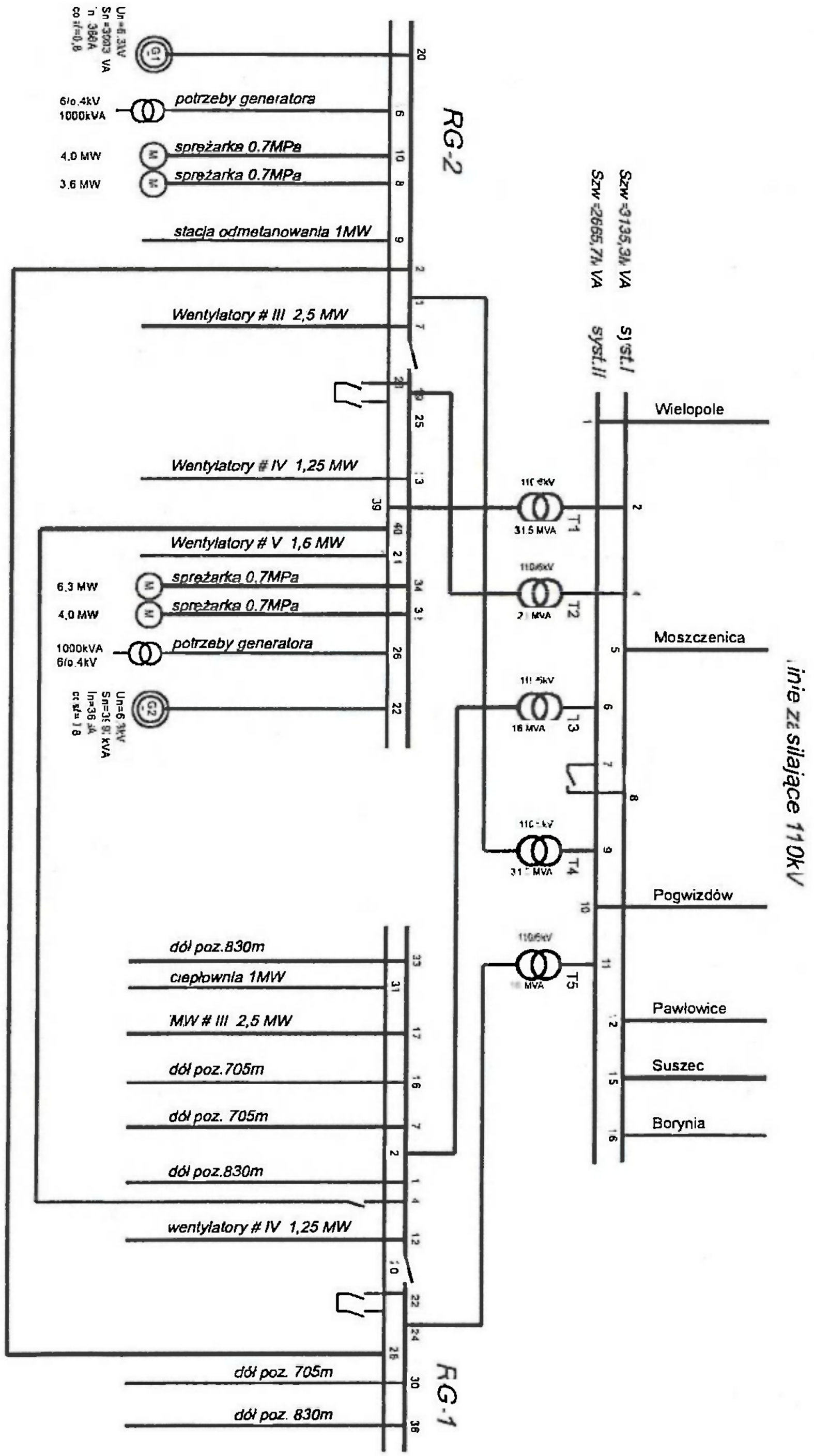
Lp.	Wyszczególnienie		Maj 2002 r.		Od uruchomienia	
			S1	S2	S1	S2
1.	Godziny pracy	[h]	724	734	15215	13019
2.	Zużycie metanu	[tys. m^3]	1198,8		24869,1	
3.	Koncentracja metanu (średnia)	[%]	52,6		56,2	
4.	Moc (średnia)	[kW]	2503	2835	3050	2982
5.	Produkcja energii elektrycznej	KWh]	1813584	2080176	46401165	38819465
6.	Produkcja ciepła	[GJ]	11556		278444	
7.	Wartość produkcji	[zł]	793885		13861522	
	w tym: – ciepło	[zł]	277690		4729267	
	– en. eletryczna	[zł]	516195		9132255	
8.	Koszt produkcji	[zł]	283436		6322282	

Na rys. 3.3 przedstawiono usytuowanie generatorów skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego pracującego w KWK „Pniówek" w stację 110/6 kV „Pniówek". Wielkość produkcji chłodu dla potrzeb KWK „Pniówek" w roku 2001 przedstawia tablica 3.5.

Tablica 3.5. Produkcja chłodu dla potrzeb KWK „Pniówek"
Table 3.5. Cold production in air-conditioning station "Pniówek" mine

Rok		Miesiące												
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	Razem
2002	Ilość [MWh]	3.190	3.330	3.679	3.595	3.720	3.600	3.720	3.720	3.240	2.604	2.160	1.860	38.418
	śr. moc [MW]	4,29	4,48	4,94	4,83	5,00	4,84	5,00	5,00	4,35	3,50	2,90	2,50	–

Silniki gazowe w roku 2000 zużyły 4743,8 tys. m^3 CH_4 natomiast w roku 2001 14511,5 m^3 CH_4 z odmetanowania kopalń.



Rys. 3.3. Stacja transformatorowo-rozdzielcza 110/6 kV „PNIÓWEK”
Fig. 3.3. Electric station 110/6 kV “Pniówek” mine

3.2.3. Analiza dotychczasowych doświadczeń w zakresie skojarzonych układów energetycznych (energetyczno-chłodniczych)

W zakresie pewności ruchu i poprawności konstrukcji silników gazowych wykorzystujących metan pokładów węgla można uogólnić następujące stwierdzenia:

- silniki TBG 632 V16 są jednostkami pewnymi o dopracowanej konstrukcji i właściwie zastosowanych materiałach a występujące w początkowej fazie eksploatacji problemy z nadmiernym i nierównomiernym zużyciem gniazd zaworowych zostały przez producenta rozwiązane,
- sterowanie i automatykę cechuje pewność i niezawodność działania co potwierdził dotychczasowy bezawaryjny ruch agregatów,
- podstawowe znaczenie dla zapewnienia elastycznej pracy silnika w zakresie obciążeń od 75–100 % mocy znamionowej ma właściwe zaprogramowanie mikroprocesora dla rzeczywistych wartości tak zakresu wahań koncentracji CH4 jak dynamiki tych zmian,
- doświadczenia uzyskane z dotychczasowej eksploatacji silników gazowych wskazują na dużą wrażliwość silnika na szybkie zmiany ciśnienia lub koncentracji gazu. Wrażliwość ta rośnie gwałtownie przy niskiej granicznej (50 %) koncentracji CH_4 a maleje przy wyższych koncentracjach rzędu 60 % CH_4.

W zakresie pracy i osiąganych sprawności ogólnych skojarzonych układów energetycznych i energetyczno-chłodniczych można uogólnić następujące stwierdzenia:

- dla osiągnięcia maksymalnego skojarzenia i wysokiej sprawności ogólnej podstawowe znaczenie ma praca z maksymalną mocą elektryczną i pełnym wykorzystaniem ciepła stąd istotne jest zapewnienie pełnej podaży gazu oraz taka regulacja sieci ciepłowniczych, aby ciepło z silnika było wykorzystywane w pierwszej kolejności,
- uwzględniając specyfikę zapotrzebowania kopalni na ciepło tak w okresie lato-zima jak dzień roboczy – dzień wolny, tylko skojarzone układy energetyczno-chłodnicze zapewniają spełnienie kryterium pełnego wykorzystania ciepła produkowanego przez układ,
- skojarzony układ energetyczno-chłodniczy pracujący w KWK „Pniówek" cechuje wysoka sprawność ogólna przy różnych obciążeniach mocą chłodniczą ze względu na zastosowanie dwuczłonowego schładzania (chłodziarki absorpcyjne i sprężarkowe) oraz optymalne wkomponowanie w układ ciepłowniczy kopalni,
- tak w KWK „Krupiński" jak KWK „Pniówek" potwierdzona została zasada, że dla zapewnienia możliwie maksymalnego wykorzystania metanu ujmowanego odmetanowaniem skojarzone układy energetyczne i energetyczno-chłodnicze winne pracować w układach z niezależną kotłownią gazową,
- ze względu na stosunkowo mały stopień pokrycia zapotrzebowania na moc elektryczną przez silniki gazowe (ok. 15–20 %) wpływ na układ elektroenergetyczny nie jest znaczący natomiast bardzo istotny jest osiągany efekt ekonomiczny z tytułu pozyskania tańszej energii elektrycznej.

4. Efekty uzyskane przez kopalnie z tytułu wykorzystania energii produkowanej w układach skojarzonych

W fazie projektowania skojarzonych układów energetycznych zostały uwzględnione dwa podstawowe kryteria decydujące o wielkości instalacji:

- podaż gazu,

- możliwość wykorzystania wytworzonej energii.

Istotne było takie wkomponowanie nowej instalacji w istniejące układy elektroenergetyczne i ciepłownicze kopalń aby uzyskana energia nie była „konkurencyjną" dla dotychczasowych dostaw a stanowiła jej uzupełnienie uzasadnione ekonomiczne. W trakcie ustalania zasad rozliczeń pomiędzy SEJ S.A. a JSW S.A. za dostawy energii elektrycznej, ciepła i chłodu przyjęto dwie zasady:

- rozliczania skojarzonego układu jako integralnej całości,
- kosztów unikniętych przy zakupie z dotychczasowych źródeł.

W świetle tych zasad energia elektryczna wprowadzona do rozdzielni 6 kV kopalni rozpływa się do odbiorów wg cen taryfy A23 Górnośląskiego Zakładu Elektroenergetycznego a cena taryfy SEJ S.A. jest ceną maksymalną (graniczną) przy rozliczeniu rzeczywistej wykonanej ceny dla danego miesiąca. Cena jednostkowa ciepła i chłodu wynika z rzeczywistego technicznego kosztu wytworzenia energii w całym układzie przy wynegocjowanym przez JSW S.A. i SEJ S.A. poziomie kosztów ogólnozakładowych i zysku.

4.1. Kopalnia „Pniówek"

Tablica 4.1. przedstawia relacje dotyczące zakupu energii elektrycznej do KWK „Pniówek".

Tablica 4.1. Ilość i cena zakupu energii elektrycznej przez KWK „Pniówek" (brutto)
Table 4.1. Volume and price electric power in "Pniówek" mine

Rok/miesiąc		GZE S.A.		Skojarzony układ		Razem	
		Ilość [MWh]	Cena [zł/MWh]	Ilość [MWh]	Cena [zł/MWh]	Ilość [MWh]	Cena [zł/MWh]
2002	I	13.845	235	3.060	161	16.905	221
	II	11.670	242	3.016	161	14.686	226
	III	11.430	236	2.864	163	14.294	222
	IV	12.900	223	3.455	162	16.355	211
	V	12.167	220	3.070	162	15.237	208
	VI	12.166	224	2.387	162	14.553	214
I-VI 2002 r.		74.178	230	17.852	162	92.030	216

4.2. Kopalnia „Krupiński"

Wykorzystanie energii wyprodukowanej w układzie skojarzonym KWK „Krupiński" przedstawiono w tablicy 3.2, natomiast tablica 4.2 przedstawia relacje ekonomiczne dotyczące zakupu energii elektrycznej do KWK „Krupiński".

Tablica 4.2. Ilość i cena zakupu energii elektrycznej przez KWK „Krupiński" (brutto)
Table 4.2. Volume and price electric power in "Krupiński" mine

Rok/miesiąc		GZE S.A.		Skojarzony układ		Razem	
		Ilość [MWh]	Cena [zł/MWh]	Ilość [MWh]	Cena [zł/MWh]	Ilość [MWh]	Cena [zł/MWh]
2002	I	10.945	225	1.940	161	12.885	215
	II	9.066	227	1.774	161	10.840	216
	III	9.054	229	1.706	163	10.760	219
	IV	9.650	215	2.149	163	11.799	205
	V	8.927	217	1.817	163	10.744	208
	VI	8.668	209	1.796	163	10.464	201
I-VI 2002 r.		56.310	220	11.182	163	67.492	211

Silnik gazowy w roku 2000 zużył 8135,0 tys. m^3 CH_4 natomiast w roku 2001 7202,9 tys. m^3 CH_4

5. Wnioski końcowe

1. Zabudowa silników gazowych TBG 632 V16 dla wykorzystania metanu pokładów węgla do produkcji w skojarzeniu energii elektrycznej i ciepła (realizacja w KWK „Krupiński") oraz do produkcji energii elektrycznej, ciepła i zimna w układzie centralnej klimatyzacji (realizacja w KWK „Pniówek"), wykazuje wysoką efektywność tak techniczną (sprawność ogólna) jak ekonomiczną (jednostkowe koszty produkcji) przedsięwzięcia.
2. Zabudowa silników gazowych jako jednostek napędowych w skojarzonym układzie energetyczno-chłodniczym centralnej klimatyzacji KWK „Pniówek" przynosi wymierny efekt ekonomiczny tak dzięki taniemu, miejscowemu paliwu uzyskanemu niejako „przy okazji" wydobycia węgla, jak podwójnemu skojarzeniu energia elektryczna – ciepło – zimno oraz możliwości pracy członu chłodniczego przy postoju silnika (możliwość zasilania chłodziarek absorpcyjnych z kotłowni gazowej).
3. Właściwe wkomponowanie silników gazowych w układy elektroenergetyczne i ciepłownicze kopalń pozwala maksymalizować produkcję energii, która jest w całości zużywana na potrzeby kopalni ograniczając tym samym zakup energii z zewnątrz i poprawiając średnią cenę zakupu energii obcej.
4. Stosowany w JSW S.A. sposób rozliczenia kosztów produkcji układu skojarzonego i ustalania cen poszczególnych rodzajów energii pozwala z jednej strony uzyskać kopalni cenę zakupu poniżej ceny energii dostarczonej z dotychczasowych źródeł a producentowi uzyskiwać cenę zbytu umożliwiającą szybką spłatę zaciągniętych kredytów inwestycyjnych.
5. Dotychczasowa praca układów skojarzonych opartych na silnikach gazowych pozwoliła wykorzystać znaczące ilości gazu ujętego odmetanowaniem, w roku 2000-12878,8 tys.m^3 CH_4 a w roku 2001 – 21714,4 tys. m^3 CH_4, który to gaz w przypadku braku tych inwestycji zostałby wyemitowany do atmosfery.

Coal-bed methane as fuel in cogeneration combined energy-cooling installations – element of JSW S.A. energy supply

Abstract

In paper resources of coal-bed methane in mining field of JSW S.A. (with consideration of closed mines), specification of its occurrence as well as methods and technical capabilities of gas extraction during mining works are presented. On the instance of installations performed in the period 1999-2001 dynamics of growth in methane utilization is shown. Investment of gas engines TBG 632 V16 instalation for exploitation of coal-bed methane for electric energy, heat and coolness production in central air conditioning system (realization in "Pniówek" mine) is presented. Paper introduces also analysis of experiences in move reliability, construction correctness, achieved work-parameters and energetic efficiency of gas engines and the whole cogeneration energetic installations. In according to data about costs and incomes got from sold production economical result in the period 1999-2001 is shown. This paper presents the way of fitting producing units into electro-energetic and heating installations of mines, way of fuel supply and interdependences between unit-price in external electric energy (GZE S.A.) and heat (SEJ S.A.) suppliers and sell-pice achieved from production in cogenerated installations. Method of mutual accounts between mine and supplier, which makes possible quick pay off of credit incurred for investment realization with relatively low coolness price is shown on the instance of cogenerated installation of energy-cooling central air conditioning in "Pniówek" mine. In summary a role of production achieved from coal-bed methane in mines supply in energy, its affect on decreasing unit-price of purchase energetic carriers and lowering costs bore by mines for de-methane as a result of incomes gained from gas selling is shown.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Nikodem Szlązak

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str.111–120

Barbara GOŁĄBEK, Johann KASPERSKI
Blastexpol, Duninów
Andrzej MARANDA, Andrzej PAPLIŃSKI, Józef PASZULA
Wojskowa Akademia Techniczna, Warszawa, joseph_p@gazeta.pl

Analiza parametrów fal podmuchowych generowanych wybuchem górniczych materiałów wybuchowych

Słowa kluczowe

materiały wybuchowe górnicze – fale podmuchowe

Streszczenie

W pracy przedstawiono wyniki badań i analizę parametrów fal podmuchowych generowanych wybuchem górniczych materiałów wybuchowych. Badania porównawcze przeprowadzono dla emulsyjnych materiałów wybuchowych (MWE) i dynamitów. W pomiarach wykorzystano czujniki ciśnienia o konstrukcji zapewniającej pomiar nadciśnienia w fali przechodzącej. Przeprowadzono analizę uzyskanych wyników pomiarów eksperymentalnych i obliczenia numeryczne pola ciśnień w sąsiedztwie ładunków materiału wybuchowego. Wyniki pomiarów i obliczeń numerycznych wskazują, że lepszym od doświadczalnego pomiaru prędkości detonacji wskaźnikiem „siły" materiału wybuchowego jest wartość nadciśnienia fali podmuchowej.

1. Wstęp

Przebieg procesu detonacji w nieidealnych materiałach wybuchowych (MW), do których należą prawie wszystkie górnicze MW, jest zjawiskiem szczególnie złożonym. Wynika to z faktu, że ich poszczególne komponenty mają odmienne właściwości wybuchowe i fizykochemiczne. Ma to decydujący wpływ na stopień przemiany podstawowych składników nieidealnych materiałów wybuchowych w fali detonacyjnej i w fali rozrzedzenia. Dlatego wartość prędkości detonacji nieidealnych mieszanin wybuchowych nie jest kryterium na podstawie którego można określić jej walory energetyczne [Ornellas, 1982]. Również stosowane dotychczas standardowe metody pomiaru zdolności do wykonania pracy (wydęcie w bloku Trauzla, wahadło balistyczne) nie pozwalają uzyskać rzeczywistych wyników ilustrujących potencjał energetyczny MW, ze względu na stosowanie niewielkich ilości próbek pomiarowych [Persson i in., 1994].

Dlatego w niniejszej pracy, będącej kontynuacją wcześniejszych publikacji [Paszula i in., 2002, Paszula i in., 2002], zaproponowano do określania zdolności do wykonania pracy metodę pomiaru nadciśnienia fal podmuchu generowanych w powietrzu w wyniku detonacji ładunku MW [Report AASTP-4, 1998]. Badania przeprowadzono dla czterech MWE typu LWC

oraz dwóch dynamitów. Wykonano również pomiary prędkości detonacji testowanych górniczych MW. Badania eksperymentalne uzupełniono o obliczenia numeryczne pola ciśnień w obszarze oddziaływania fali podmuchu.

2. Badania eksperymentalne

2.1. Badane materiały

Do badań wytypowano cztery materiały wybuchowe emulsyjne i dwa dynamity, których ogólny skład i podstawowe parametry energetyczne przedstawiono w tablicy 2.1.

W pierwszym etapie badań ładunki emulgitów o masie 500 ± 5 g i średnicy ok. 80 mm, umieszczano na stanowisku badawczym w odległości 1 m od czujnika pomiarowego. W drugiej części przeprowadzono badania jednego emulgitu i dwóch rodzajów dynamitu w ładunkach o masie około 450 ± 5 g oraz średnicy 36 mm. Parametry energetyczne badanych materiałów wybuchowych obliczono zgodnie z normą BN-80-6091-42.

Tablica 2.1. Skład i parametry energetyczne badanych materiałów wybuchowych
Table 2.1. Composition and energetic parameters of testing explosives

Parametr MW		Nazwa materiału wybuchowego					
		MWE				Dynamity	
		LWC AN 20	ALAN 1	ALAN 2	ALAN 3	10G5H	20G5H
Skład [cg/g]	Azotany	86,90	84,26	84,55	84,48	62,0	68,8
	Nitroestry	-	-	-	-	25,0	22,0
	Glin	-	2,07	4,00	5,00	-	-
	Woda	3,65	4,02	3,53	3,27	-	-
	Inne	9,44	9,65	7,95	7,25	13,0	9,2
Gęstość MW, [kg/m^3]		1100	1100	1100	1100	1620	1550
Zdolność do wykonania pracy, [cm^3]		-	-	329	310	360	-
Ciepło wybuchu, [kJ/kg]		3372,68	3640,60	4096,85	4307,29	-	-
Temperatura wybuchu, [K]		2539	2668	2901	3006	-	-
Ciśnienie wybuchu, [MPa]		942,93	953,65	1000,78	1021,13	-	-
Idealna praca wybuchu, [kJ/kg]		2822,09	3046,38	3411,74	3581,13	-	-

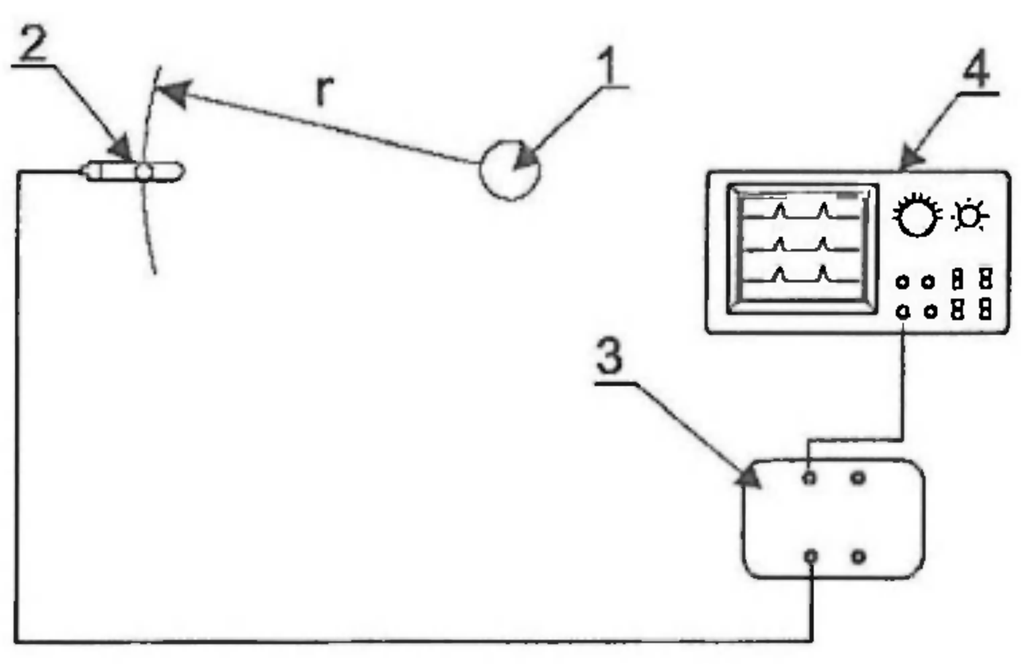
2.2. Pomiar nadciśnienia fali podmuchu i prędkości detonacji

Pomiary nadciśnienia fali podmuchowej realizowano za pomocą czujnika ciśnienia PCB Piezotronics, Inc serii 137A21. Czujnik ten dzięki swojej konstrukcji pozwala na zarejestrowanie nadciśnienia fali przechodzącej (ślizgającej się po powierzchni roboczej czujnika). Czujniki ciśnienia tej firmy są czujnikami elektromechanicznymi przetwarzającymi ciśnienie (stosunek działającej siły do powierzchni elementu czynnego czujnika) na proporcjonalny sygnał napięciowy. Wyjściowy sygnał napięciowy uzyskiwany jest dzięki wykorzystaniu efektu piezoelektrycznego. W tablicy 2.2 przedstawiono dane techniczne czujnika ciśnienia wykorzystywanego w pomiarach ciśnienia fal uderzeniowych.

Tablica 2.2. Parametry techniczne czujnika PCB wykorzystywanego w pomiarach
Table 2.2. Technical parameters of used PCB pressure gauge

Parametr	Jednostka miary	Czujnik 137A21
Zakres pomiarowy	[MPa]	34,50
Rozdzielczość	[kPa]	0,69
Czułość	[mV/kPa]	0,145
Częstotliwość rezonansowa	kHz	>500
Współczynnik czułości temp.	[%/°C]	<0,054
Element czuły	materiał	kwarc
Diafragma	materiał	inwar

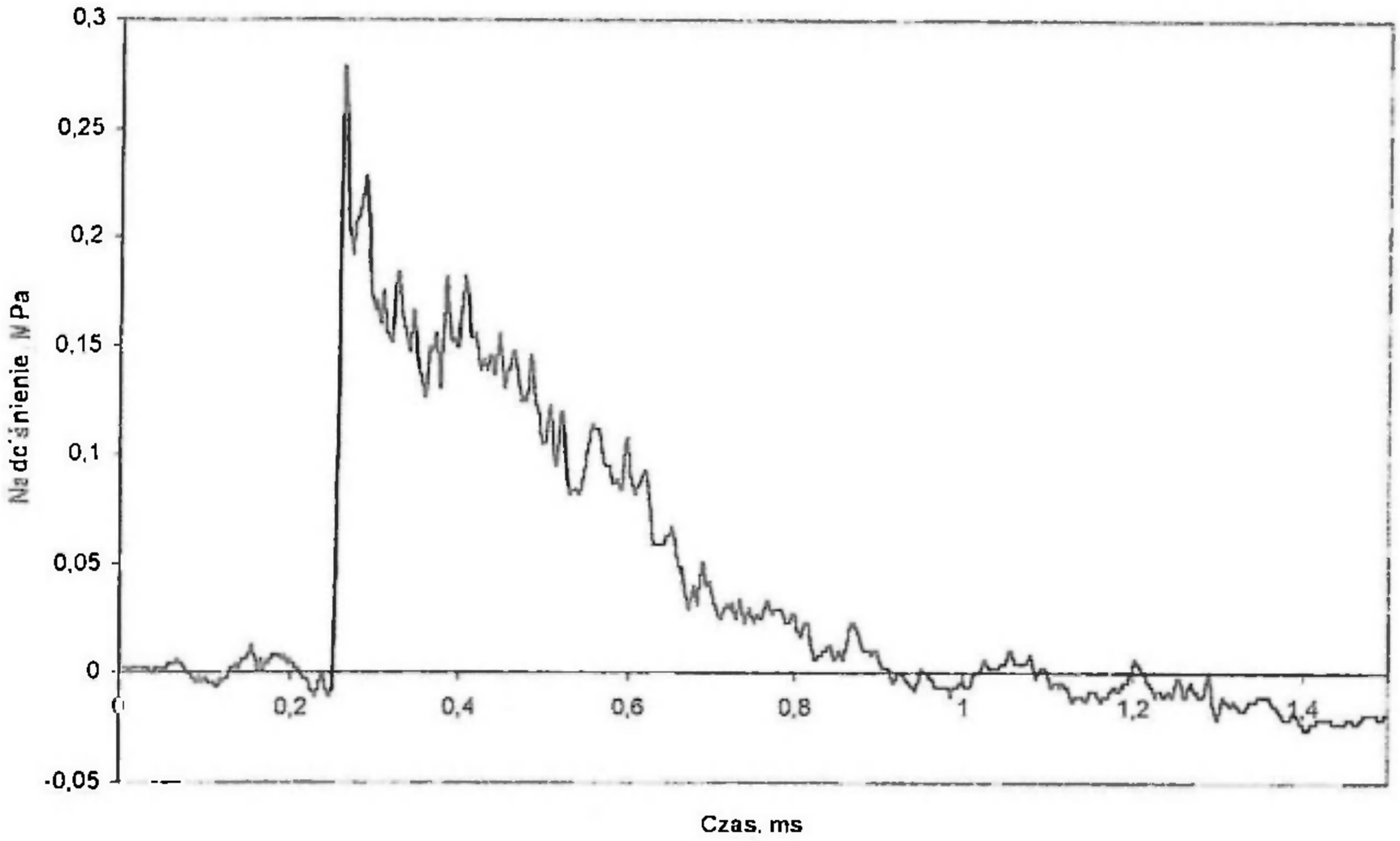
Czujniki były zamontowane w gniazdach umocowanych do ścian bunkra. Odległości czujnika i ładunku od ścian i podłoża bunkra były wystarczające aby zabezpieczyć się przed wpływem fal odbitych na rejestrowane przebiegi ciśnienia. Schemat układu przedstawiono na rys. 2.1. Określano ciśnienia maksymalne w fali uderzeniowej. Ładunki emulsyjnych materiałów wybuchowych inicjowano za pomocą zapalników elektrycznych ERG, natomiast ładunki dynamitów za pomocą zapalnika ERG i detonatora heksogenowo-glinowego. Prędkość detonacji mierzono za pomocą metody czujników zwarciowych.



Rys.2.1. Schemat układu pomiarowego. 1 – ładunek badanego materiału wybuchowego; 2 – czujnik ciśnienia PCB; 3 - wzmacniacz sygnału PCB; 4 – oscyloskop; r – odległość od ładunku do czujnika
Fig. 2.1. Experimental set up. 1 – explosive charge; 2 – pressure gauge; 3 – PCB signal conditioner; 4 – digital oscilloscope; r – distance from explosive charge to pressure gauge

3. Wyniki pomiarów i dyskusja

Na rys. 3.1 przedstawiono przykładową rejestrację nadciśnienia fali podmuchu generowanej w powietrzu uzyskaną dla ładunku materiału wybuchowego LWC AN 20 o masie 500 g i gęstości 1226 kg/m^3 w odległości 1 m od ładunku. Na podstawie zarejestrowanego przebiegu nadciśnienia określano maksymalne nadciśnienie w piku. W tablicy 3.1 przedstawiono przykładowe wyniki pomiarów nadciśnienia i prędkości detonacji uzyskane dla badanych MW.



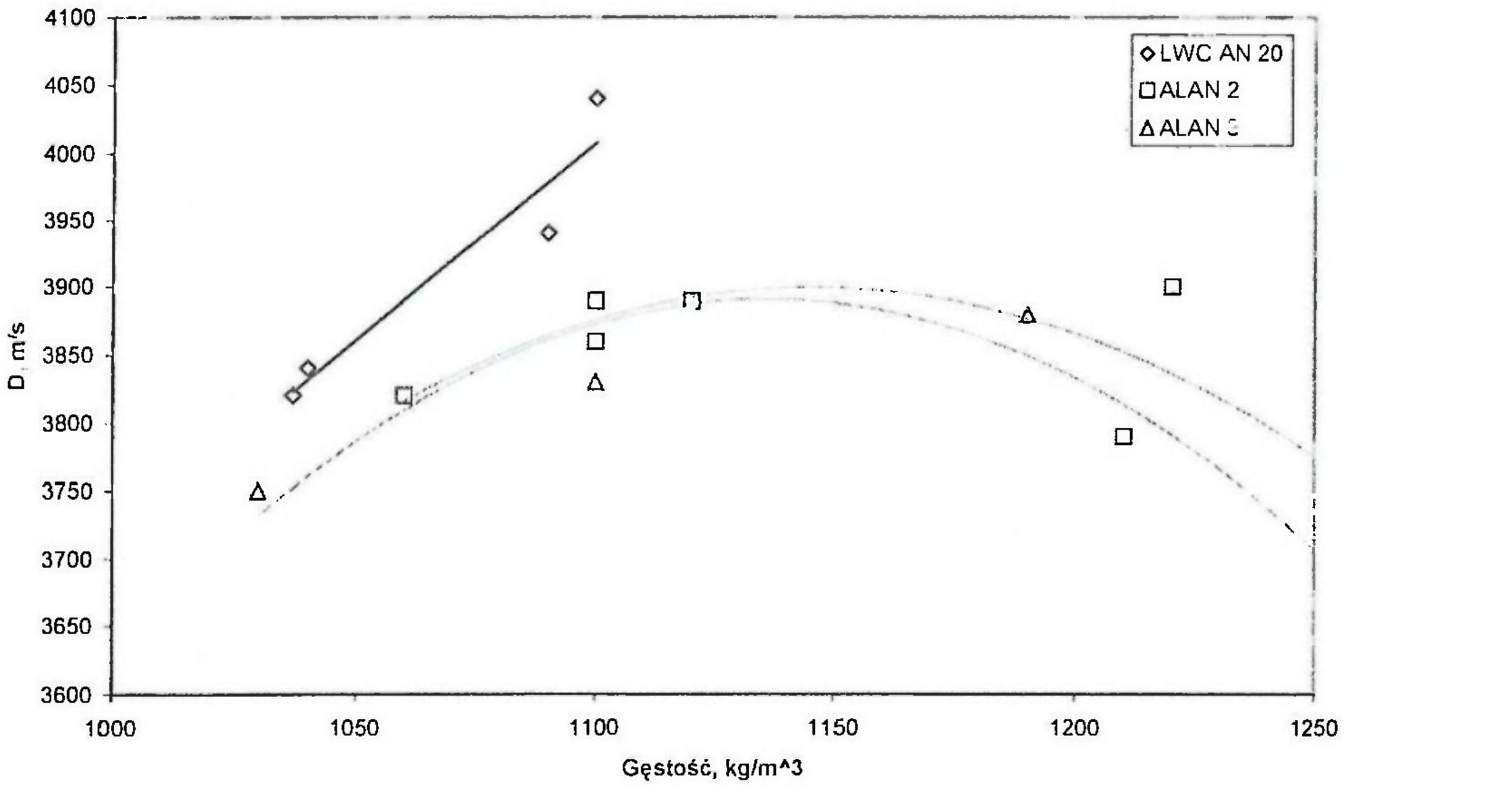
Rys. 3.1. Przebieg nadciśnienia dla ładunku LWC AN 20
Fig. 3.1. Overpressure vs time diagram for LWC AN 20 explosive

Tablica 3.1. Wyniki pomiaru prędkości detonacji i nadciśnienia fali podmuchu
Table 3.1. Detonation velocity and overpressure for testing explosives

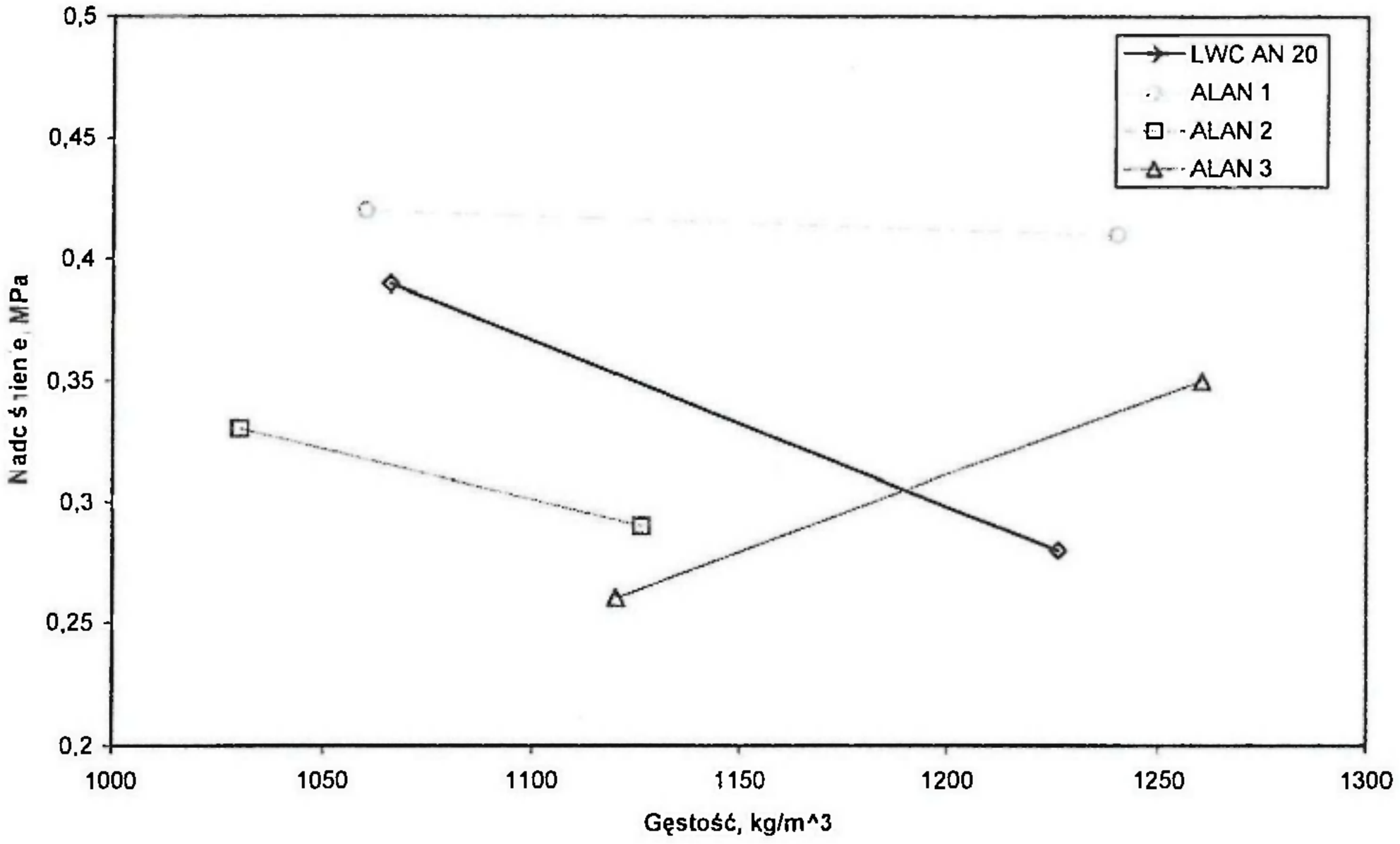
Nazwa MW	Średnica, [mm]	Gęstość, [kg/m^3]	D, [m/s]	Nadciśnienie, [MPa]
LWC AN 20	80	1037	3820	-
		1040	3840	-
		1066	-	0,39 + 0,05
		1090	3940	-
		1100	4040	-
		1226	-	0,28 ± 0,01
ALAN 1	80	1060	-	0,42 ± 0,04
		1240	-	0,41 ± 0,04
ALAN 2	80	1030	-	0,33 ± 0,03
		1060	3820	-
		1120	3890	-
		1126	-	0,29 + 0,03
		1370	3320	-
ALAN 3	80	1030	3750	-
		1100	3890	-
		1120	-	0,26 ± 0,03
		1190	3880	-
ALAN 3	36	1115	3840	0,87 ± 0,05
		1200	3780	0,56 ± 0,05
		1250	3520	0,45 ± 0,05
10G5H	36	1620	6115	0,94± 0,01
20G5H	36	1550	5550	0,67 ± 0,05

Wszystkie uzyskane wyniki dla ładunków o średnicy 80 mm i masie 500 g przedstawiono w postaci wykresów na rys. 3.2 i 3.3. Jak widać na rys. 3.2 eksperymentalne wyniki prędkości detonacji pozwalają uszeregować badane materiały wybuchowe w następującej kolejności (od największej do najmniejszej prędkości): LWC AN 20 - ALAN 2 - ALAN 3. Jest to kolejność odwrotna do parametrów energetycznych takich jak ciepło wybuchu i ciśnienie wybuchu.

Jest to zrozumiałe jeśli weźmie się pod uwagę, że glin tylko w niewielkiej ilości przereagowuje w strefie reakcji. W związku z tym zachowuje się praktycznie jak dodatek inercyjny, który nagrzewa się, a przereagowuje dopiero za płaszczyzną Chapmana - Jouget'a po zmieszaniu z produktami wybuchu. Straty energii cieplnej na nagrzanie pyłu aluminiowego w konsekwencji prowadzą do obniżenia parametrów detonacji (w tym również prędkości detonacji). Nagrzane w strefie reakcji aluminium utlenia się co zwiększa wyraźnie sumaryczny efekt cieplny. Widoczne to jest na wykresie nadciśnienia fali podmuchu w funkcji gęstości przedstawionym na rys. 3.3. Jak widać dla części badanych ALAN-ów zmierzone ciśnienie jest wyższe niż uzyskane dla materiału LWC AN 20, który nie zawiera dodatku aluminium. Co za tym idzie pomiar nadciśnienia fali podmuchowej pozwala uszeregować materiały wybuchowe w sposób bliższy rzeczywistości.

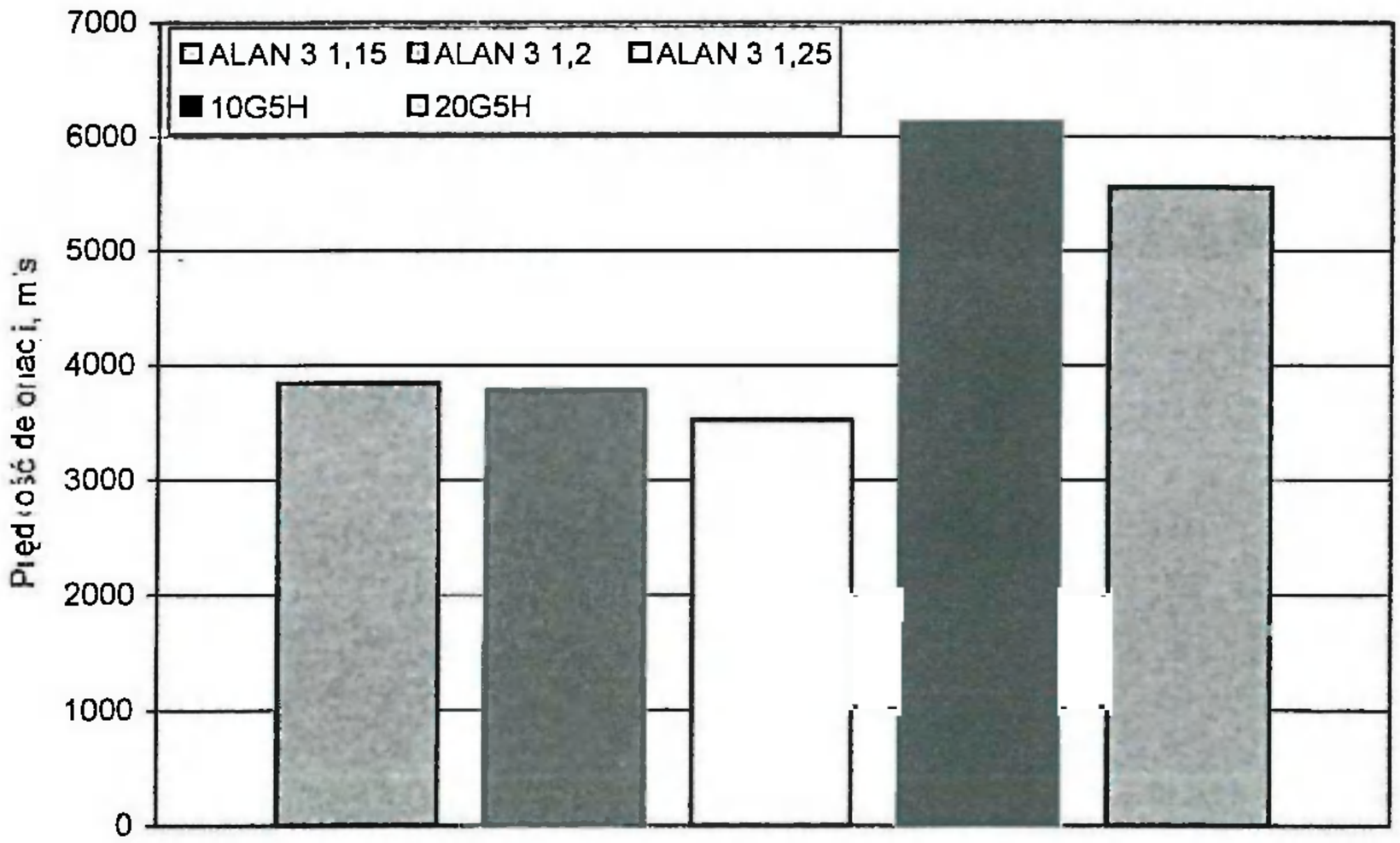


Rys. 3.2. Zależność prędkości detonacji od gęstości badanych materiałów wybuchowych
Fig. 3.2. Detonation velocity vs density for testing explosives



Rys. 3.3. Zależność nadciśnienia fali podmuchu od gęstości badanych materiałów wybuchowych
Fig. 3.3. Overpressure vs density for testing explosives

Na rysunku 3.4 przedstawiono wyniki pomiaru prędkości detonacji materiałów wybuchowych elaborowanych w ładunkach o średnicy 36 mm. Jak widać, wartości prędkości detonacji uzyskane dla dynamitów zdecydowanie przewyższają te wartości dla materiału wybuchowego emulsyjnego o około 30%. Wskazywałoby to, że dynamity posiadają zdecydowanie wyższe parametry energetyczne. Jednak analiza uzyskanych wyników pomiaru nadciśnienia fali podmuchu uzyskana dla tych materiałów (rys. 3.5) wskazuje, że wykorzystany w badaniach ALAN 3 pozwala uzyskać parametry fali podmuchowej w powietrzu zbliżone co do wartości do dynamitów. Może to wynikać z faktu, że część egzotermicznych reakcji pomiędzy produktami wybuchu zachodzi poza strefą fali detonacyjnej, a co za tym idzie nie ma wpływu na prędkość detonacji. Reakcje te (w szczególności reakcje utleniania proszku aluminium), mają wpływ na ogólny efekt energetyczny działania materiałów wybuchowych i w konsekwencji dłużej podtrzymują falę uderzeniową generowaną w chwili wybuchu.



Rys. 3.4. Prędkości detonacji dla badanych materiałów detonowanych w ładunkach o średnicy 36 mm
Fig. 3.4. Detonation velocity for 36 mm diameter charges

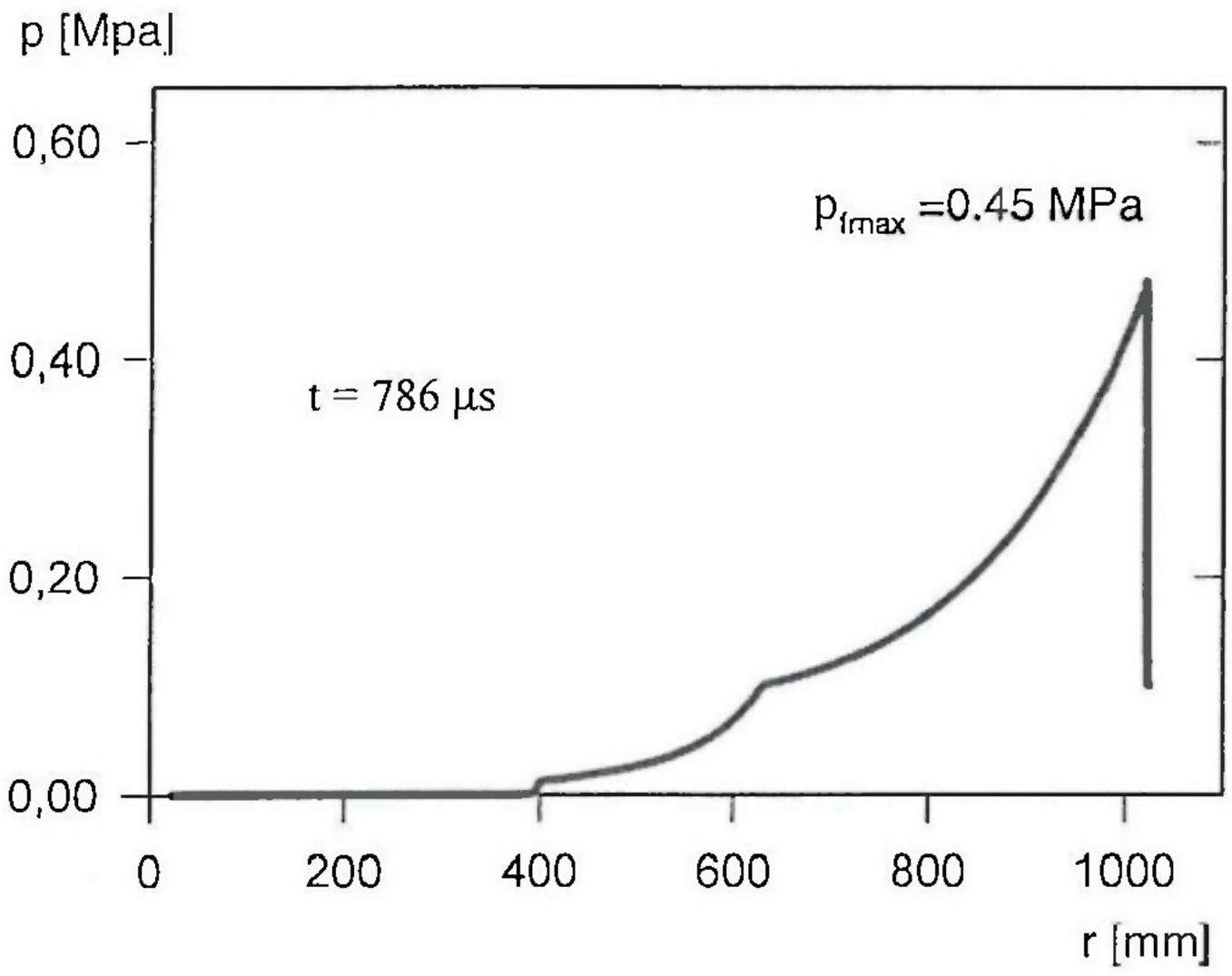


Rys. 3.5. Nadciśnienie dla materiałów detonowanych w ładunkach o średnicy 36 mm
Fig. 3.5. Overpressure for 36 mm diameter charges

Jak widać, pomimo zdecydowanej przewagi badanych dynamitów nad emulsyjnymi materiałami wybuchowymi jeżeli chodzi o prędkość detonacji, efekt działania MWE (powietrzna fala podmuchu) jest porównywalny do uzyskiwanego dla dynamitów.

4. Numeryczna analiza pola wybuchu

Porównanie parametrów fal podmuchowych generowanych przez różne rodzaje ładunków nastąpić może na drodze eksperymentalnej bądź poprzez analizę numeryczną. Na rys. 4.1 przedstawiony został rozkład ciśnienia wygenerowany na odległości 1 m wybuchem ładunku o masie 500 g. Przedstawiany rozkład ciśnienia określony został numerycznie przy wykorzystaniu pakietu programowego przeznaczonego do analizy numerycznej parametrów fal uderzeniowych i detonacyjnych generowanych w reaktywnych zawiesinach gazowych [Papliński 1999]. Algorytm zastosowany w programie dobrze opisuje oddziaływanie na otaczający ośrodek produktów wybuchu jednorodnych materiałów wybuchowych, takich jak plastyczne materiały wybuchowe na bazie heksogenu, pentryt, tetryl, trotyl. W tych materiałach, strefa detonacji jest wąska, i praktycznie, w płaszczyźnie Chapmana – Jougueta osiągane jest pełne przereagowanie materiału. Stąd, parametry fali uderzeniowej w sposób bezpośredni odpowiadają parametrom detonacji.



Rys. 4.1. Rozkład ciśnienia w fali wygenerowanej wybuchem ładunku skondensowanego materiału wybuchowego po osiągnięciu przez czoło fali odległości 1 m.
mMW = 0,5 kg; Qv = 2,82209 MJ/kg
Fig. 4.1. Pressure profile for the blast wave that reached the 1 m distance

W górniczych materiałach wybuchowych detonacja ma zwykle charakter nieidealny, część półproduktów doreagowuje za płaszczyzną Chapmana Jougueta. Ta dodatkowo wydzielona energia nie wnosi bezpośredniego wkładu do skoku ciśnienia osiąganego na czole fali uderzeniowej. Jakkolwiek jest obecna w fali podmuchu, zwiększając wartość impulsu z jakim fala oddziaływuje na obciążany ośrodek W przypadku przedstawianym na rysunku 4.1 przyjmowano, że fala uderzeniowa generowana jest z energia wynosząca 2,82209 MJ/kg, co odpowiada idealnej pracy wybuchu dla materiału LWC AN 20 (por. tablica 2.1). Otrzymana

całkowita wartość ciśnienia na czole fali uderzeniowej wynosi 0,45 MPa (por. rys. 4.1), co odpowiada nadciśnieniu Δp = 0,35 MPa. Jest to wartość większa niż otrzymana eksperymentalnie (rys. 3.1).

Stosowany pakiet programowy oparty jest na algorytmie numerycznym o podwyższonej dokładności, do opisu właściwości powietrza wykorzystywane jest rzeczywiste równanie stanu, ze zmiennym wykładnikiem politropy. Właściwości produktów detonacji opisywane są justyfikowanym empirycznie równaniem stanu JWL. W obliczeniach wykonywanych dla różnych ładunków wybuchowych, uzyskano bardzo dobrą zgodność wyznaczonych parametrów powietrznych fal uderzeniowych z danymi eksperymentalnymi, w przypadku badań prowadzonych dla jednorodnych materiałów wybuchowych.

Natomiast w odniesieniu do górniczych materiałów wybuchowych, tak jak to przedstawiono na rys. 4.1 dla materiału LWC AN 20, otrzymywane wartości ciśnienia (nadciśnienia) na czole fali uderzeniowej są zwykle nieco niższe niż wynikałoby to z całkowitej wielkości energii wydzielanej w czasie przemiany wybuchowej. Jest to związane z tym, że w przypadku materiałów górniczych, które są heterogenicznymi mieszaninami wybuchowymi, wydzielanie energii następuje w dłuższym przedziale czasu, niż w przypadku jednorodnych materiałów wybuchowych (które są modelowane w numerycznym pakiecie programowym). Energia wydzielona po wygenerowaniu fali uderzeniowej zwiększa impuls fali podmuchowej, nie uwidacznia się natomiast w sposób bezpośredni, w wielkości skoku ciśnienia jaki może być zaobserwowany na froncie fali.

Połączenie analiz teoretycznych i badań eksperymentalnych pozwala na pogłębienie rozpoznania właściwości fal obciążenia generowanych w otaczającym ośrodku wybuchem górniczych materiałów wybuchowych. Zagadnienia te będą przedmiotem dalszych prac autorów.

5. Wnioski

Przedstawiona w pracy metodyka pomiaru nadciśnienia fali podmuchu pozwala stosunkowo łatwo uzyskać parametr fizyczny, według którego można uszeregować materiały wybuchowe ze względu na ich „siłę" w sposób bliższy rzeczywistości, inaczej niż prędkość detonacji. Dlatego też naszym zdaniem dla materiałów wybuchowych nieidealnych, dla których standardowe próby określania zdolności do wykonania pracy (próby Trauzla i metoda wahadła balistycznego) nie mogą zostać zastosowane, należy dążyć do wprowadzenia innych metod określania zdolności do wykonania pracy. Doskonałą metodą określenia energetyczności materiałów wybuchowych nieidealnych jest pomiar zdolności do wykonania pracy za pomocą testu wybuchu podwodnego. Test ten pozwala uzyskać parametr fizyczny (energię wybuchu), który w bardzo dobry sposób określa potencjał materiału wybuchowego. Według autorów pracy konieczne jest opracowanie metodyki, i procedur pozwalających na wprowadzenie tego testu do badania zdolności do wykonania pracy nieidealnych materiałów wybuchowych. Działania takie zostały podjęte w Wojskowej Akademii Technicznej we współpracy z firmą „Blastexpol" z Duninowa. Obecnie prowadzone są wstępne prace związane z projektem badawczym finansowanym przez KBN. Jednak ze względów praktycznych dobrą i prostą metodą określania „siły" materiału wybuchowego jest pomiar nadciśnienia fali podmuchu generowanej przez ładunki badanego materiału wybuchowego w powietrzu.

Literatura

[1] Ornellas D. L.: Calorimetric determinations of the heat and products of detonation for explosives: October 1961 to April 1982. Report UCRL – 52821, Lawrence Livermore National Laboratory.
[2] Persson P-A., Holmberg R., Lee J.: Rock Blasting and explosives engineering, Ch. 4, Boca Raton, Florida, 1994.
[3] Paszula J., Maranda A., Gołąbek B., Kasperski J. 2002, Badanie nadciśnienia fal podmuchowych w powietrzu generowanych wybuchem materiałów wybuchowych emulsyjnych typu LWC, Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa. Seria Konferencje Nr 43, Bezpieczeństwo Robót Strzałowych w Górnictwie, Katowice 2002, 157.
[4] Paszula J., Maranda A., Gołąbek B., Kasperski J. 2002: Badanie nadciśnienia fal podmuchowych w powietrzu generowanych wybuchem materiałów wybuchowych nieidealnych, Mat. Konferencji Naukowej IPO'2002, Warszawa 21-22.11.2002, 34.
[5] Report AASTP-4 No: DEOS/MH-B/1, Department of Enviromental and Ordnance Systems, 1998.
[6] Papliński A., Evaluation of Nonstationary Detonation Initiation in Combustible Gaseous Suspensions, 16-th International Symposium on Combustion Processes, Kazimierz, 1 - 5.08.1999, pp. 63 – 66.

Praca naukowa finansowana ze środków Komitetu Badań Naukowych w latach 2002 - 2004 jako projekt badawczy (projekt 5 T12A 033 23)

Analysis of blast waves parameters of mining explosives

Abstract

In this paper analysis of blast waves parameters of mining explosives were discussed. Measurements by comparison for emulsive explosives and dynamites were done. Blast pressure probe (PCB 137A) was used in measurements. Analysis of experimental data and numerical calculation of pressure field near explosive charge shows that better parameters of explosive power is overpressure of blast waves than detonation velocity.

Recenzent: dr inz. Ryszard Morawa

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str.121-130

Stanisław KNOTHE
Instytut Mechaniki Górotworu PAN, Kraków, tel. (012) 6376200
Edward POPIOŁEK
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków, popiolek@uci.agh.edu.pl, tel. (012) 6172287

Wpływ przestojów frontu eksploatacyjnego na przebieg procesu przemieszczeń i deformacji górotworu w świetle wyników obserwacji

Słowa kluczowe

wpływ eksploatacji – prędkość eksploatacji - przestoje frontów - obniżenia i deformacje terenu

Streszczenie

W oparciu o pomiary geodezyjne i tensometryczne przeprowadzone na kopalniach „Wesoła" i „Ziemowit" przeanalizowany został wpływ przestojów frontów ścianowych na przebieg dobowych przyrostów (prędkości) przemieszczeń pionowych i odkształceń poziomych powierzchni. Stwierdzono bardzo szybkie ujawnianie się skutków zatrzymań i uruchomień frontu w czasie nie przekraczającym jednej doby dla obniżeń, względnie dwóch dób (dla odkształceń poziomych) oraz dużą ich intensywność. Skutki te przejawiają się dużymi zmianami dobowych przyrostów przemieszczeń i odkształceń, których wartości w wyniku zatrzymania frontu maleją do 10-30 % maksymalnych wartości a następnie po uruchomieniu frontu wzrastają kilkakrotnie w krótkim czasie.

1. Przebieg i wyniki badań

W artykule przedstawiona zostaje część wyników dokumentujących wpływy na powierzchnię dwu eksploatacji ścianowych prowadzonych w zbliżonych warunkach, jedna na kopalni „Wesoła", druga na kopalni „Ziemowit". Eksploatacje te miały pozwolić na dokładne:

1) udokumentowanie intensywności dobowych zmian przyrostów przemieszczeń pionowych Δw [mm/dobę] oraz przyrostów odkształceń poziomych Δε [mm/m/dobę] powodowanych przestojami frontów ścianowych,
2) określenie opóźnienia czasowego występowania tych zmian po zatrzymaniach i uruchomieniach frontów.

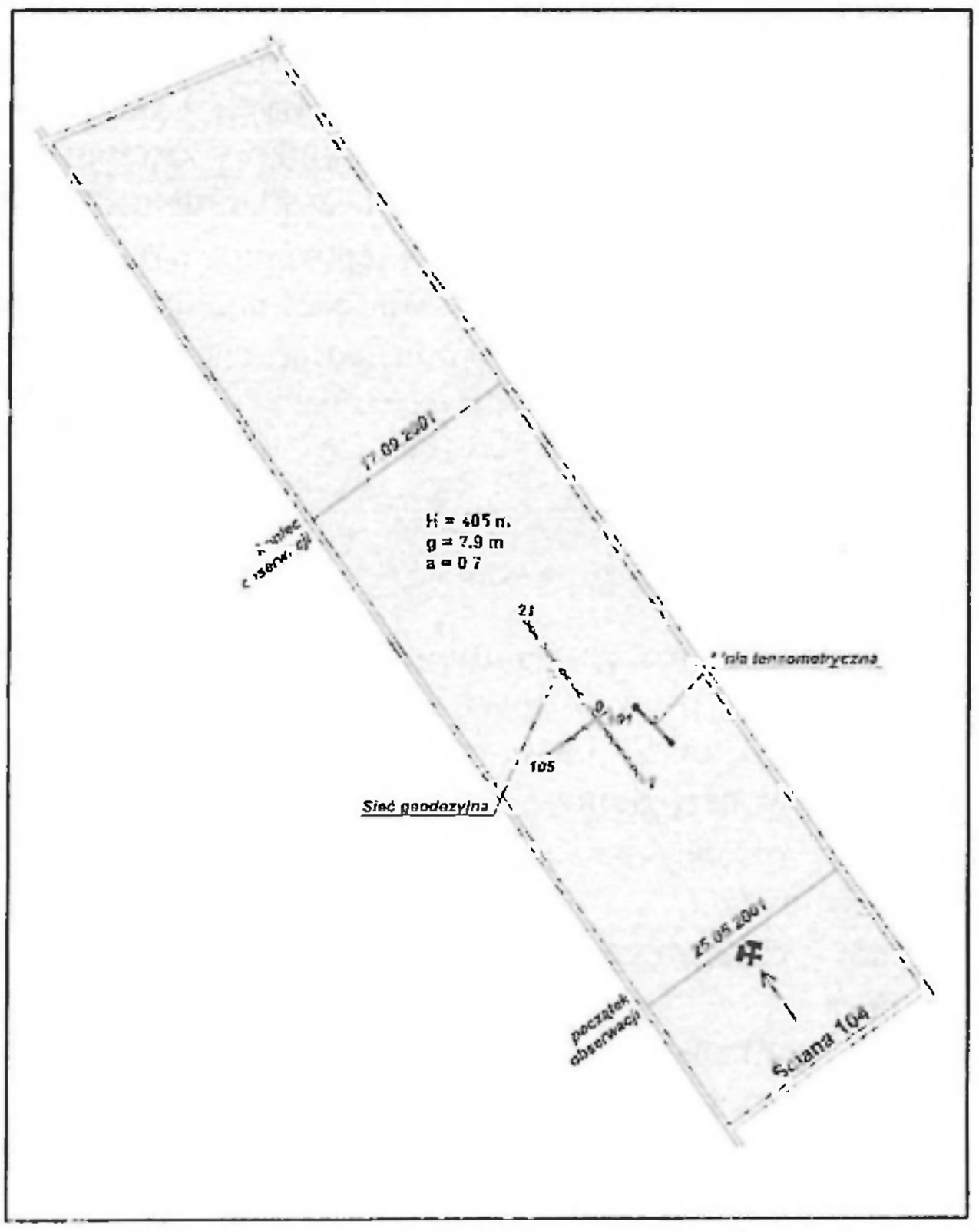
W obu przypadkach prowadzone były pomiary geodezyjne przemieszczeń pionowych i odkształceń poziomych przez zespół pracowników Katedry Ochrony Terenów Górniczych Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie pod kierunkiem E. Popiołka oraz pomiary tensometryczne odkształceń poziomych przez zespół pracowników Instytutu Mechaniki Górotworu PAN w Krakowie pod kierunkiem J.Gustkiewicza. Szczegóły dotyczące aparatury i techniki pomiarowej znajdują się w naszej pracy z roku 2002 [Cygan J. i in. 2002].

Tablica 1.1. Parametry i warunki w jakich prowadzono eksploatację górniczą
Table 1.1. Parameters and conditions in which the exploitation was run

	KWK „Wesoła"	**KWK „Ziemowit"**
Pokład	308	207
Sciana	104	719
Grubość pokładu	2.6 – 3.0 m; śr. 2.9 m	2.7 – 3.1 m; śr. 3.0 m
Głębokość	śr. 405 m	350 – 440 m
Długość ściany	240 m	235 – 250 m
Wybieg ściany	1170 m	1750 m
Średni postęp frontu*	7.8 m/dobę	4.1 m/dobę
Nadkład:		
# czwartorzęd	Piaski, gliny; 10 m	Piaski, gliny; 10 – 25 m
# trzeciorzęd	Iły; 105 m	Iły; 10 – 210 m
# trias	Margle, wapienie; 15 m	Margle, wapienie; 10 – 50 m

* Podana wartość średnia obejmuje okres badań.

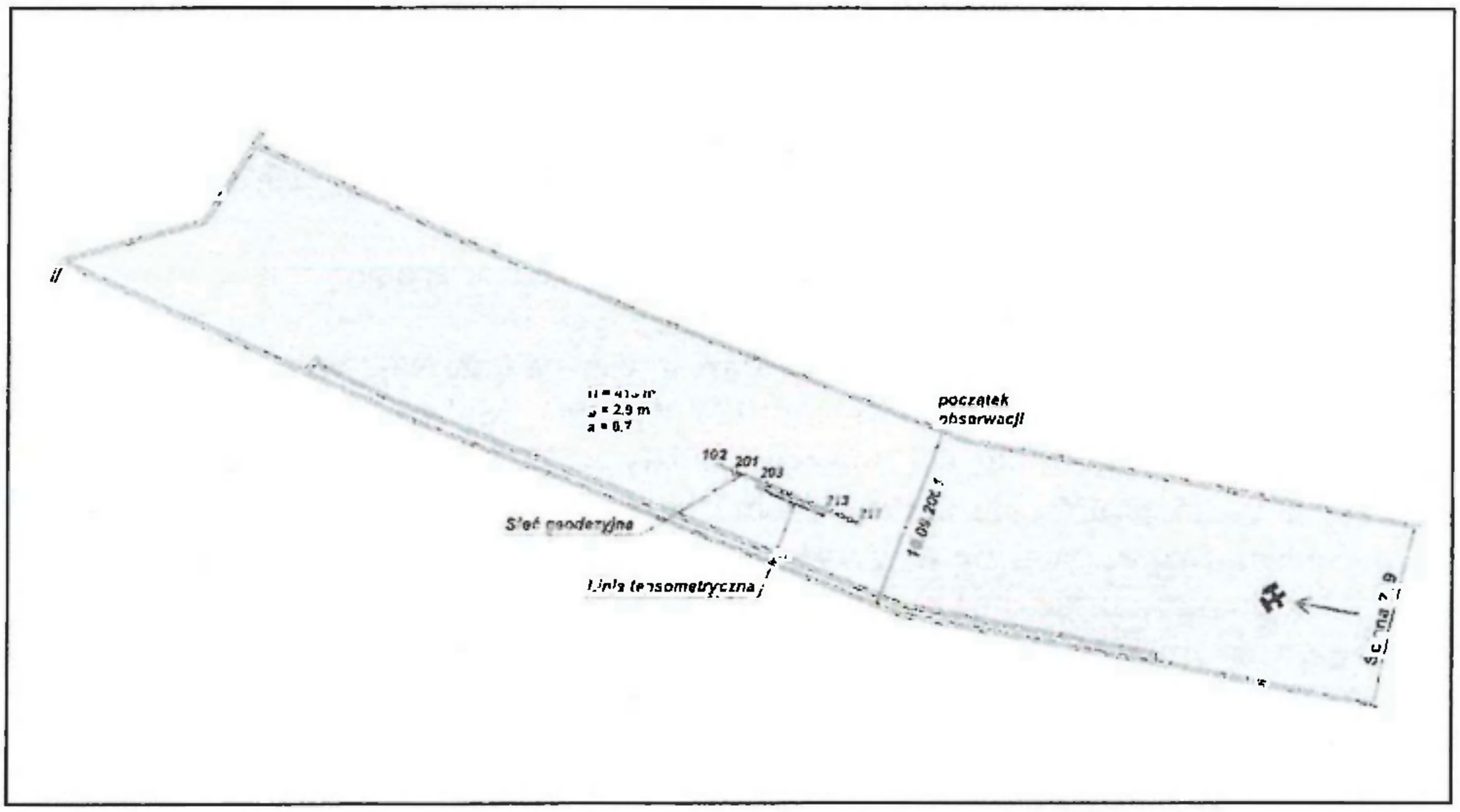
Geodezyjne linie obserwacyjne w obu przypadkach zostały zastabilizowane symetrycznie nad frontami ścianowymi, równolegle do kierunku przebiegu eksploatacji i w odległości od początkowej i końcowej krawędzi pola eksploatacji zabezpieczającej przed dodatkowymi oddziaływaniami.



Rys. 1.1. Szkic usytuowania linii obserwacyjnych, geodezyjnych i tensometrycznych nad ścianą 104 KWK „Wesoła"
Fig. 1.1. The orientation of the observation lines above the wall no: 104 the Wesoła Coal Mine

Rysunek 1.1 przedstawia usytuowanie geodezyjnej i tensometrycznej linii pomiarowej nad ścianą w pokładzie 308 kopalni „Wesoła". Niestety, warunki terenowe (gęsty las) uniemożliwiły stabilizację linii blisko siebie. Linia geodezyjna składała się z 20 baz o długościach ok. 10 m, natomiast linię tensometryczną stanowiło 10 tensometrów o bazach długości 4 m.

Rysunek 1.2 przedstawia usytuowanie linii geodezyjnej i blisko niej położonej linii tensometrycznej, co umożliwiły korzystne warunki terenowe (dukt leśny). Linie geodezyjne składają się z 17 baz pomiarowych o długościach ok. 10 m, natomiast linia tensometryczna składa się z 10 tensometrów strunowych 4-metrowych.



Rys. 1.2. Szkic usytuowania linii obserwacyjnych geodezyjnej i tensometrycznej nad ścianą KWK „Ziemowit"
Fig. 1.2. The orientation of the observation lines above the wall 719 on the Ziemowit Coal Mine

Uzyskane wyniki przeprowadzonych pomiarów okazały się bardzo interesujące i w przeważającej części przydatne dla osiągnięcia założonego celu.

W przypadku pomiarów geodezyjnych wyniki pomiarów niwelacyjnych należy uznać w pełni za zadawalające dla wyznaczenia dobowych przyrostów obniżeń Δw, czyli prędkości osiadania v_w [m/dobę] z dużą dokładnością. Pomiary dokonywane codziennie pozwoliły na odtworzenie wpływu przestojów frontu ścianowego na przebieg procesu przemieszczeń pionowych powierzchni. Natomiast dokładność pomiarów odległościowych okazała się zbyt małą dla określenia dziennych zmian odkształceń poziomych $\Delta\varepsilon$, których wartości nie przekraczały 0,1 mm/m/dobę.

W przypadku pomiarów tensometrycznych okazało się, że jedynie część uzyskanych wyników jest miarodajna dla zobrazowania wpływu przestojów frontu, a mianowicie pomiary dokonywane w czasie, gdy obszar na którym zainstalowane były tensometry podlegał odkształceniom ściskającym. Pomiary te, dokonywane co 3 godziny, pozwoliły na wyznaczenie dobowych przyrostów odkształceń poziomych z dokładnością poniżej 0,01 mm/m/dobę. Natomiast wskazania tensometrów w okresie, gdy teren podlegał odkształceniom rozciągającym należy

uznać za niereprezentatywne, co przypuszczalnie należy przypisać w części sposobowi instalowania tensometrów w gruncie.

Analizę wpływów przestojów frontu ścianowego na przebieg procesu przemieszczeń i odkształceń powierzchni terenu oparto, uwzględniając ocenę przydatności przeprowadzonych pomiarów, o stwierdzone pomiarami geodezyjnymi dzienne przyrosty przemieszczeń pionowych oraz o dzienne przyrosty odkształceń poziomych stwierdzone pomiarami tensometrycznymi. Analiza ta wykazuje okresowe zmiany wartości tych wskaźników – przyrostów dobowych - Δw i $\Delta \varepsilon$ odpowiadające ściśle okresowym (sobotnio-niedzielnym) przestojom frontu ścianowego i występujące z minimalnym opóźnieniem.

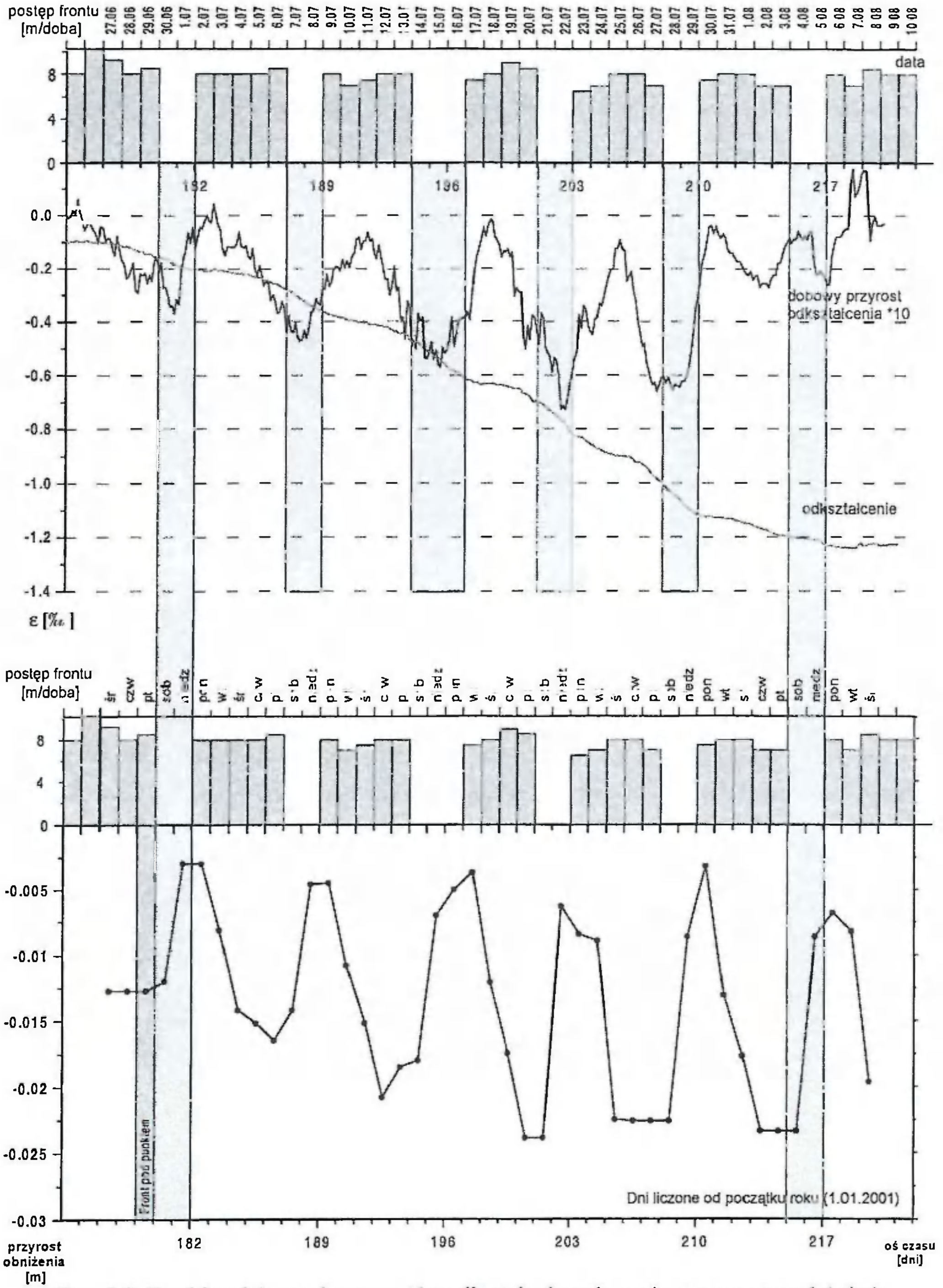
Bardzo wyraźne i z dużą regularnością występowały te zmiany w KWK „Wesoła". Przykładowo przebieg dobowych zmian przyrostów obniżeń Δw punktu nr 4 i zmian dobowych przyrostów odkształceń poziomych $\Delta \varepsilon$ pomierzonych tensometrem nr 1 przedstawiony został na rys. 3 (punkt nr 4 i tensometr nr 1 znajdowały się w przybliżeniu w jednakowych odległościach od postępującego frontu ścianowego).

Wartości przyrostów obniżeń w wyniku zatrzymania frontu spadają kilkakrotnie, największy spadek obserwowano w okresie najintensywniejszych ruchów terenu, po przejściu frontu i jego oddaleniu się na odległość od 90 do 170 m, a więc na odległość wynoszącą około 0,5 do 0,9 promienia zasięgu wpływów głównych (0,5r do 0,9r). Maksymalne wartości przyrostów obniżeń po zatrzymaniu frontu ścianowego spadały o 73-85% (z 0,024 m/dobę do 0,007 m/dobę czy z 0,025 m/dobę do 0,005 m/dobę), a nawet o 90% (z 0,023 m/dobę do 0,0024 m/dobę). Spadek rozpoczynał się w pierwszej dobie po zatrzymaniu (w sobotę) frontu i trwał około 2 doby, do pierwszego dnia od jego uruchomienia (czyli do poniedziałku).

Uruchomienie frontu ścianowego powodowało w krótkim czasie, nie przekraczającym jednej doby, wzrost wartości dobowych przyrostów obniżeń, trwający około 3 doby. Maksymalny dobowy przyrost obniżenia, odpowiadający przyrostowi przy ciągłym postępie frontu, był osiągany w 3-4 dniu wznowienia eksploatacji (a więc w środę – czwartek) a jego wartość była 7 do 11 razy większa od najmniejszej wartości, która była reakcją na zatrzymanie frontu.

Zmiany, jakim podlegały odkształcenia poziome w odpowiedzi na przestoje frontu (rys. 1.3) miały ten sam charakter jak zmiany przemieszczeń pionowych. Wartości dobowych przyrostów odkształceń poziomych zmieniały się w sposób następujący:

- maksymalne wartości przyrostów odkształceń poziomych występowały w drugim dniu przerwy (w niedzielę) a więc 36-48 godzin po zatrzymaniu frontu ścianowego. Wartości te w kolejnych tygodniach po przejściu frontu wzrastały od 0,047 mm/m/dobę do 0,078 mm/m/dobę;
- po zatrzymaniu frontu wartości przyrostów odkształceń poziomych zaczynały maleć o 88 – 97% (średnio o 92%) do wartości 0,002 – 0,009 mm/m/dobę (średnio 0,005 mm/m/dobę). Te najmniejsze wartości występowały w drugim lub trzecim, rzadziej w pierwszym dniu od podjęcia eksploatacji;
- po uruchomieniu frontu ścianowego, z opóźnieniem 0,5 do 2,5 doby, następował wzrost wartości przyrostów od 0,02 mm/m/dobę do 0,072 mm/m/dobę, średnio o 0,05 mm/m/dobę, a więc 7-krotnie, przy czym w jednej z badanych przerw przyrost odkształcenia wzrósł prawie 17-krotnie.



Rys. 1.3. Przebieg dobowych przyrostów odkształceń poziomych - tensometr nr 1 (góra) i obniżeń - punkt 4 (dół), KWK „Wesoła".

Fig. 1.3. Daily increases of horizontal deformations - extensometer no. 1 (top) and subsidences – point 4 (bottom), Hard Coal Mine "Wesoła".

Podobnie jak w przypadku przyrostów obniżeń, tak i w przypadku przyrostów odkształceń zmiany następowały nadzwyczaj regularnie i odpowiadały charakterem przebiegowi zmian przyrostów obniżeń, z tym że czas początku reakcji na przyczynę (zatrzymanie frontu, uruchomienie frontu) w przypadku odkształceń poziomych był dłuższy (rys. 1.3) i wynosił około 1-2 doby.

Po zatrzymaniu frontu ścianowego w piątek, przyrosty dobowe odkształceń poziomych trwały jeszcze przez całą sobotę i zaczynały maleć dopiero w niedzielę. Okres zmniejszania przyrostów dobowych trwał zwykle 3 – 3,5 doby do wtorku, względnie środy, mimo uruchomienia frontu w poniedziałek.

Po uruchomieniu frontu (w pierwszym dniu tygodnia) proces wyhamowywania dobowych przyrostów odkształceń poziomych trwa do drugiego – trzeciego dnia tygodnia (do wtorku – środy), kiedy to następuje reakcja na uruchomienie frontu i wartości przyrostów odkształceń zaczynają wzrastać. Wzrost ten trwa do drugiego dnia przerwy eksploatacyjnej (do niedzieli), w którym następuje zmiana znaku przyrostu.

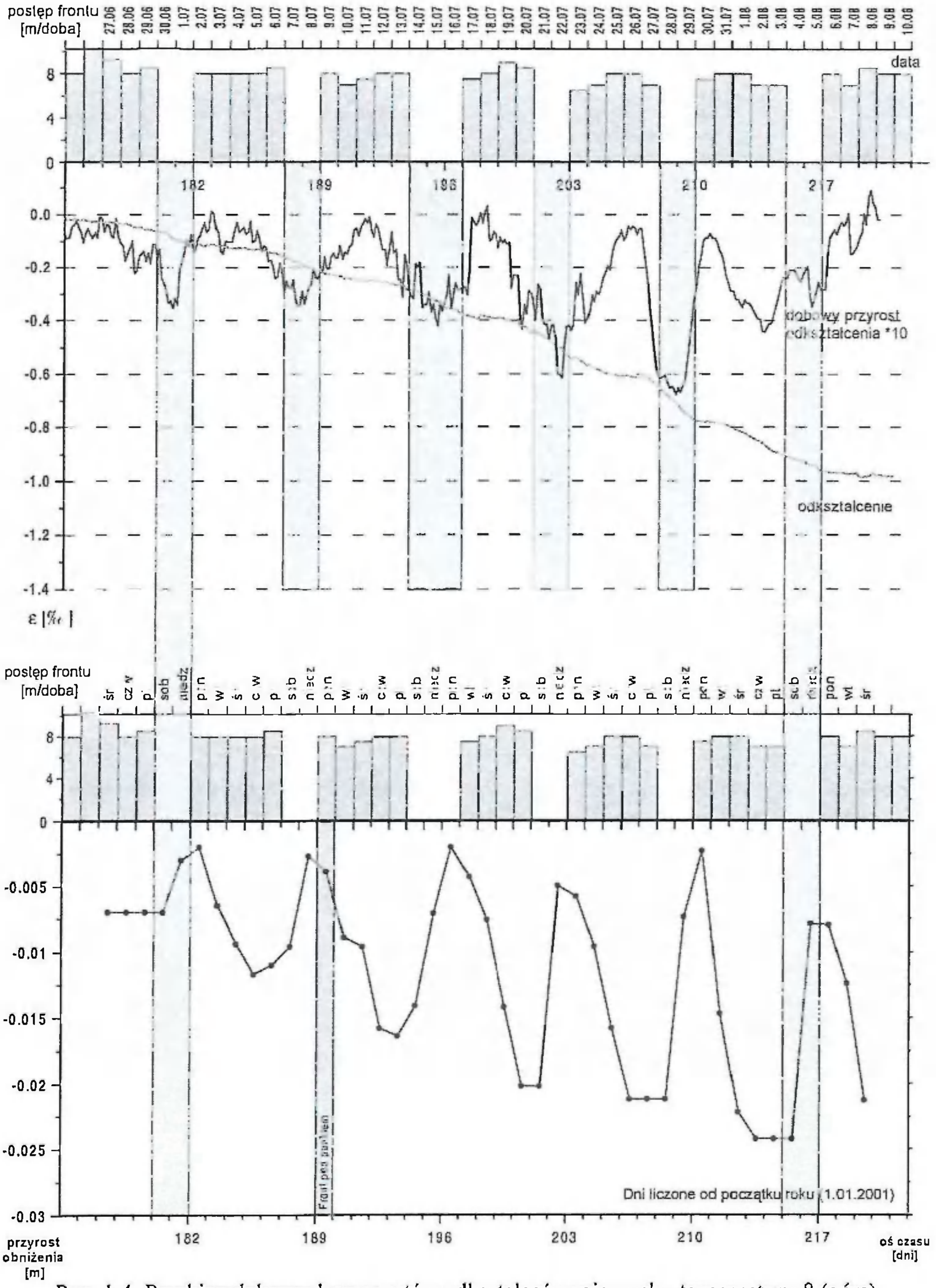
Cechą charakterystyczną przebiegu procesu jest dłuższy czas reakcji odkształceń poziomych na przyczynę (zatrzymanie – uruchomienie frontu) niż czas reakcji przyrostów obniżeń. Czas ten nie wystarcza na pełne ujawnienie się skutków jednej z przyczyn, np. zatrzymania frontu, gdyż pojawia się już odpowiedź na drugą przyczynę, czyli ponowne uruchomienie frontu. W wyniku obraz rozkładu zachodzących zmian przypomina obraz piły o ostrych zębach.

Analizując przyrosty odkształceń poziomych, wyznaczane z pomiarów tensometrycznych, należy zwrócić uwagę przede wszystkim na przebieg zmian występujących w czasie oraz na względne zmiany wartości przyrostów odkształceń, które nie budzą zastrzeżeń. Pewne zastrzeżenia mogą budzić bezwzględne wartości odkształceń poziomych, które są mniejsze od przewidywanych przed rozpoczęciem eksperymentu.

Na uwagę zasługuje prawie jednakowy przebieg badanego procesu w całym obszarze objętym pomiarami. Zmiany dobowych obniżeń poszczególnych reperów przebiegały dokładnie w tym samym czasie a wartości ich były bardzo zbliżone (uwzględniające odległość repera od frontu ściany). Odnosi się to również do zmian dobowych przyrostów odkształceń poziomych wyznaczonych z danych zarejestrowanych przez poszczególne tensometry. Przykładowo na rys. 1.4 pokazano przebiegi zmian pomierzonych w punkcie 9 linii geodezyjnej oraz zmian zarejestrowanych przez tensometr 8, ostatni w linii pomiarowej tensometrycznej. Porównanie z przebiegiem zmian, jakie zarejestrowano na początku linii tensometrycznej (rys. 1.3) wykazuje daleko idącą zbieżność.

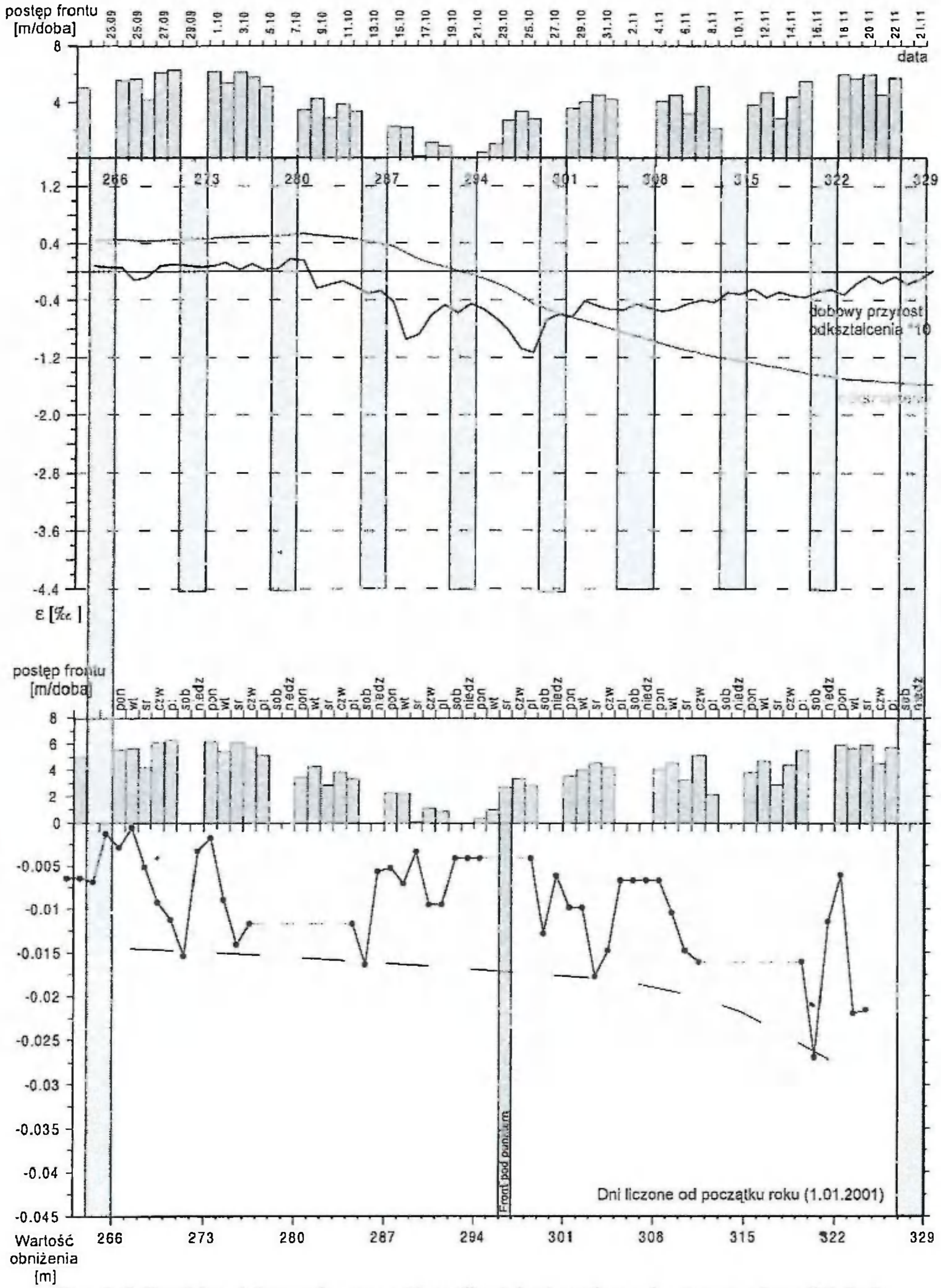
Obserwacje przeprowadzone przez KWK „Ziemowit" nie dały tak jednoznacznego i przekonywującego obrazu jak w KWK „Wesoła". Na rysunku 1.5 pokazano przykładowo dobowe przyrosty odkształceń poziomych określone przy pomocy tensometru 5 oraz stwierdzone na położonym najbliżej tego tensometru punkcie geodezyjnym 206 dobowe przyrosty obniżeń.

Pomiary obniżeń, mimo że były prowadzone z przerwami, wykazują wyraźnie skutki zatrzymań i uruchomień frontu. Ich przebieg nie jest jednak tak regularny jak w przypadku KWK „Wesoła", a to z powodu znacznych wahań dziennych postępów frontu. Znacznie słabiej i nieregularnie zarysowuje się wpływ przestojów frontu na przebieg dobowych przyrostów odkształceń poziomych.



Rys. 1.4. Przebieg dobowych przyrostów odkształceń poziomych - tensometr nr 8 (góra) i obniżeń - punkt nr 9 (dół), KWK "Wesoła".

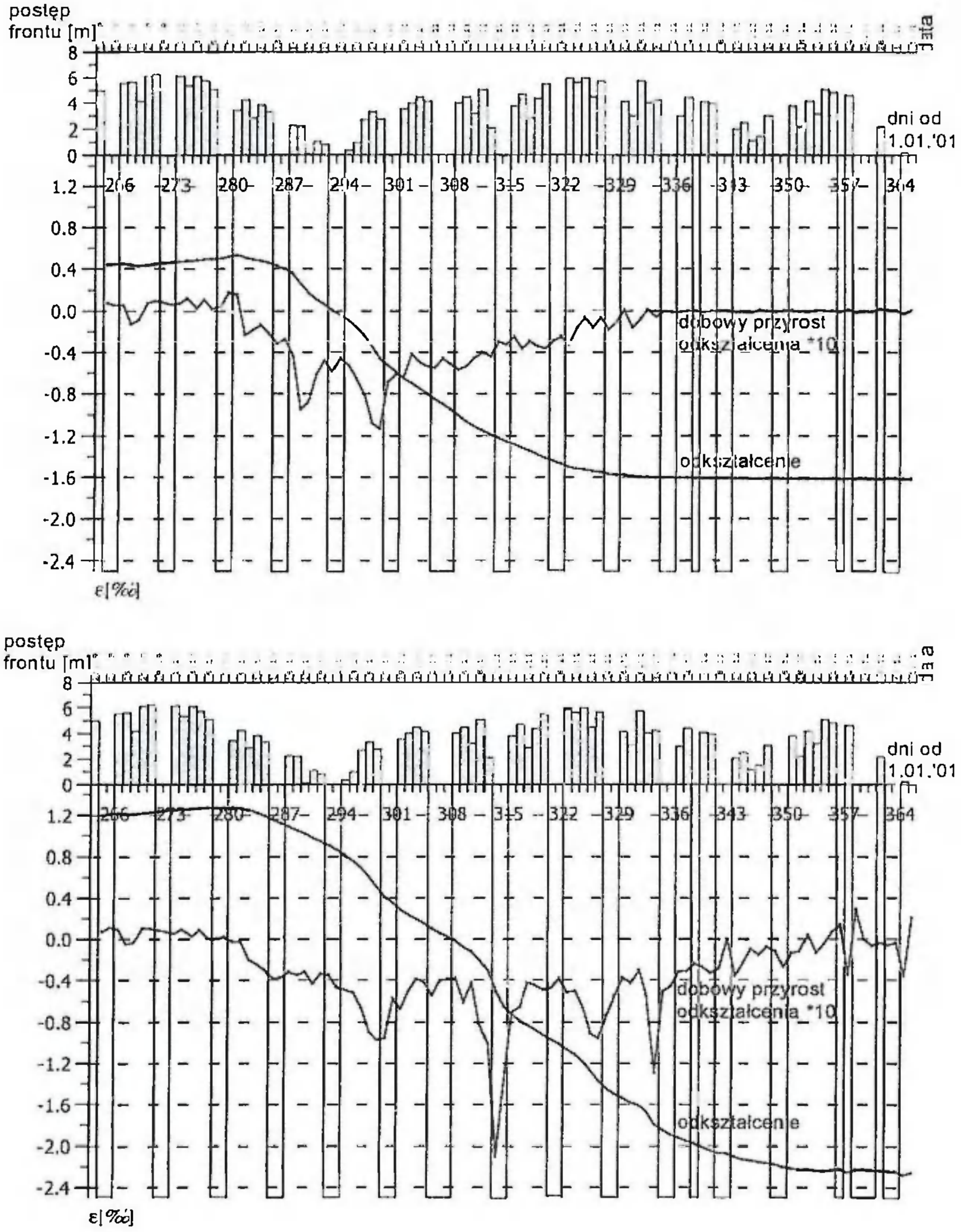
Fig. 1.4. Daily increases of horizontal deformations - extensometer no. 8 (top) and subsidences - point no. 9 (bottom), Hard Coal Mine "Wesoła".



Rys. 1.5. Przebieg dobowych przyrostów odkształceń poziomych - tensometr nr 5 (góra) i obniżeń - punkt nr 206 (dół), KWK "Ziemowit".

Fig. 1.5. Daily increases of horizontal deformations - extensometer no. 5 (top) and subsidences - point no. 206 (bottom), Hard Coal Mine " Ziemowit".

O ile w KWK „Wesoła" przebiegi zmian wartości dobowych przyrostów odkształceń poziomych zarejestrowane przez wszystkie tensometry wykazują daleko idące podobieństwo, to w przypadku KWK „Ziemowit" przebiegi rejestrowane przez poszczególne tensometry różnią się między sobą; przykładowo przedstawione na rys. 1.6 przebiegi zarejestrowane tensometrami 5 i 7 (odległość między tensometrami 20 m). Przyczyną tego są przypuszczalnie odmienne warunki geologiczne oraz nieregularna prędkość postępu frontu ścianowego, średnio dwukrotnie mniejsza niż w przypadku KWK „Wesoła".



Rys. 1.6. Przyrosty dobowe odkształceń poziomych - tensometr nr 5 (góra) i nr 7 (dół) na polu KWK "Ziemowit".

Fig. 1.6. Daily increases of horizontal deformations - extensometer no. 5 (top) and subsidences - point no. 7 (bottom), in the area of Hard Coal Mine " Ziemowit".

Wnioski

Przeprowadzone badania terenowe skutków zatrzymywań i ponownego uruchamiania frontów eksploatacji pozwalają na sformułowanie następujących wniosków:

1) Wpływy przestojów frontów ścianowych (zatrzymania i uruchomienia) ujawniają się na powierzchni w bardzo krótkim czasie, w warunkach KWK „Wesoła" w czasie od 1-szej doby do 2-ch dób i trwają od 2-ch dób do 3-ch dób.
2) Wpływy przestojów przejawiają się dużymi zmianami prędkości (dużymi przyspieszeniami) przemieszczeń i odkształceń terenu; w przypadku regularnych przestojów (sobotnio-niedzielnych) mogą to być zmiany okresowe, którym teren podlega wielokrotnie.
3) Wpływy przestojów są intensywniejsze w przypadku większych prędkości postępów frontu eksploatacji.
4) Potwierdza się w przypadku prowadzenia eksploatacji pod czułymi obiektami konieczność ograniczenia postępów frontu eksploatacyjnego względnie konieczność prowadzenia eksploatacji bez przerw.

Literatura

[1] Cygan J., Gustkiewicz J., Knothe S., Rogowska J., Popiołek E.: Wstępne wyniki badań nad szybkością ujawniania się wpływów przestojów frontów eksploatacji. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2002, 191-211.

[2] Rogowska J., Knothe S., Popiołek E.: Ustalenie zależności pomiędzy koncentracją wydobycia, dynamicznymi wskaźnikami deformacji a uszkodzeniami obiektów wywołanymi eksploatacją górniczą. Kraków 1997. Projekt badawczy KBN 9 S60 1015 07 niepublikowany.

The Influence of Breaks in Mine Exploitation in the Process of the Translocations and Deformations of the Rock Mass, According to our Observations

Abstract

Based on surveying and tensometric measurements carried out in the mines „Wesoła" and „Ziemowit" the influence of breaks in exploitation of wall fronts on the daily growth (speed) of vertical translocations and horizontal deformations of the surface was analysed. A very fast revealing of the influence of stopping and stating again the exploitation within one or two days was found, as well as big intensity of these breaks. This influence manifests in great changes of annual growths of translocations and deformations, the values of which, as the result of a break decrease to 10-30 mm/m and then, after renewing the front grow several times in a short period of time.

Recenzent: prof. dr hab. inz Stanisław Piechota

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 131–140

Jerzy KWIATEK
Główny Instytut Górnictwa, Katowice, e-mail: bbxjk@gig.katowice.pl

O wpływie prędkości eksploatacji na zagrożenie obiektów budowlanych

Słowa kluczowe

prędkość eksploatacji – deformacje powierzchni – obiekty budowlane – naprężenia

Streszczenie

Stosowane ostatnio, dla uzyskania wymuszanej względami ekonomicznymi koncentracji wydobycia węgla, duże prędkości eksploatacji powodują zmniejszenie ekstremalnych deformacji powierzchni, do których dochodzi jednak w krótszym czasie. W efekcie może to spowodować wzrost dodatkowych obciążeń konstrukcji obiektów budowlanych i ich uszkodzeń. Przedstawiono pogląd na rozpatrywane zjawisko uwzględniając reologiczne właściwości górotworu, podłoża gruntowego i konstrukcji budowlanych. Wskazano na przypadki, w których ograniczenie prędkości eksploatacji, jako profilaktyki górniczej z uwagi na ochronę obiektów budowlanych, jest uzasadnione.

1. Wprowadzenie

Względy ekonomiczne powodują potrzebę koncentracji wydobywania kopalin, między innymi poprzez zwiększanie prędkości eksploatacji. Zmniejszeniu ulegają wówczas deformacje powierzchni, co z uwagi na ochronę znajdujących się na niej obiektów budowlanych jest zjawiskiem korzystnym. Do tych deformacji dochodzi jednak w krótszym czasie, niż w przypadku powolnego prowadzenia eksploatacji. Ta ostatnia okoliczność jest z uwagi na ochronę obiektów budowlanych zjawiskiem na ogół niekorzystnym, gdyż w niektórych obiektach, zależnie od rodzaju konstrukcji i materiałów konstrukcyjnych, stan naprężenia spowodowany eksploatacją górniczą zależy nie tylko od wartości, ale także od prędkości deformacji podłoża. Końcowy skutek zwiększania prędkości eksploatacji w ochronie obiektów budowlanych jest więc efektem nakładania się na siebie wymienionych czynników i ostatecznie może być dla obiektów zarówno korzystny, jak i niekorzystny. Za miarę niekorzystnego wpływu podziemnej eksploatacji górniczej na obiekty budowlane, w aspekcie ich bezpieczeństwa, można uznać dodatkowe naprężenia, jakie powstają w konstrukcjach obiektów wskutek oddziaływania eksploatacji. Takie „naprężeniowe" podejście do rozpatrywanego zagadnienia zaprezentowano poniżej [Kwiatek 1997, 2002]. Możliwe jest także podejście „odkształceniowe", szczególnie przydatne do oceny odporności na uszkodzenia obiektów na terenach górniczych [Muszyński 1999]. W referacie przedstawiono wpływ na obiekty budowlane krzywizn i poziomych odkształceń powierzchni w obszarze wypukłej części niecki obniżeniowej, w jej części wklęsłej zjawisko

przebiega analogicznie. Rozważania mają charakter porównawczy, a za stan odniesienia przyjęto skutki eksploatacji powolnej.

2. Wpływ prędkości eksploatacji na deformacje powierzchni

2.1. Koncepcja reologicznego modelu deformacji powierzchni

Deformacje powierzchni na terenach górniczych są zjawiskiem reologicznym zarówno z uwagi na zmieniający się w czasie stan wywołującej je eksploatacji, jak też z uwagi na pełzanie górotworu. Wśród spotykanych opisów tego zjawiska z uwzględnieniem czasu wyróżnić należy prace *Knothego* [Knothe 1953, 1980, 1984], opierające się na założeniu proporcjonalności prędkości obniżeń powierzchni do niezrealizowanej ich części opóźnionej i nie występowania obniżeń natychmiastowych. Ze stanowiska reologii jest to równoznaczne z przyjęciem dla górotworu modelu ciała *Kelvina*. W niektórych przypadkach może okazać się, że właściwe jest rozszerzenie teorii *Knothego* poprzez uwzględnienie bardziej złożonych modeli reologicznych [Kwiatek 1997, 2002]. Taką możliwość przedstawiono poniżej.

Rozpatrzono ścianową eksploatację górniczą w płaskim stanie odkształcenia, prowadzoną w poziomo zalegającym pokładzie na głębokości H, o grubości g, z prędkością v_s, w czasie t od $-\infty$ do τ_0. Wyeksploatowanie elementarnej objętości ΔV pokładu w czasie τ spowoduje przyrost Δw_A obniżenia punktu A na powierzchni (rys. 2.1) określony dla czasu $t \geq \tau$ zależnością:

$$\Delta w_A = \omega_k [x(\tau)] \zeta_2 (t-\tau) \Delta V \tag{2.1}$$

gdzie ω_k jest krzywą wpływów dla punktu A, $x(\tau)$ przedstawia położenie frontu eksploatacyjnego w czasie τ, zaś $\zeta_2(t-\tau)$ jest funkcją charakteryzującą pełzanie górotworu, właściwą dla przyjętego modelu reologicznego w opisie obniżeń powierzchni, przy czym powinno być $\zeta_2(t \to \infty) = 1$. Obniżenie punktu A w czasie $t > \tau_0$ spowodowane eksploatacją w czasie od $-\infty$ do τ_0 określa w analogii do zasady superpozycji *Boltzmanna* [Nowacki 1963] zależność:

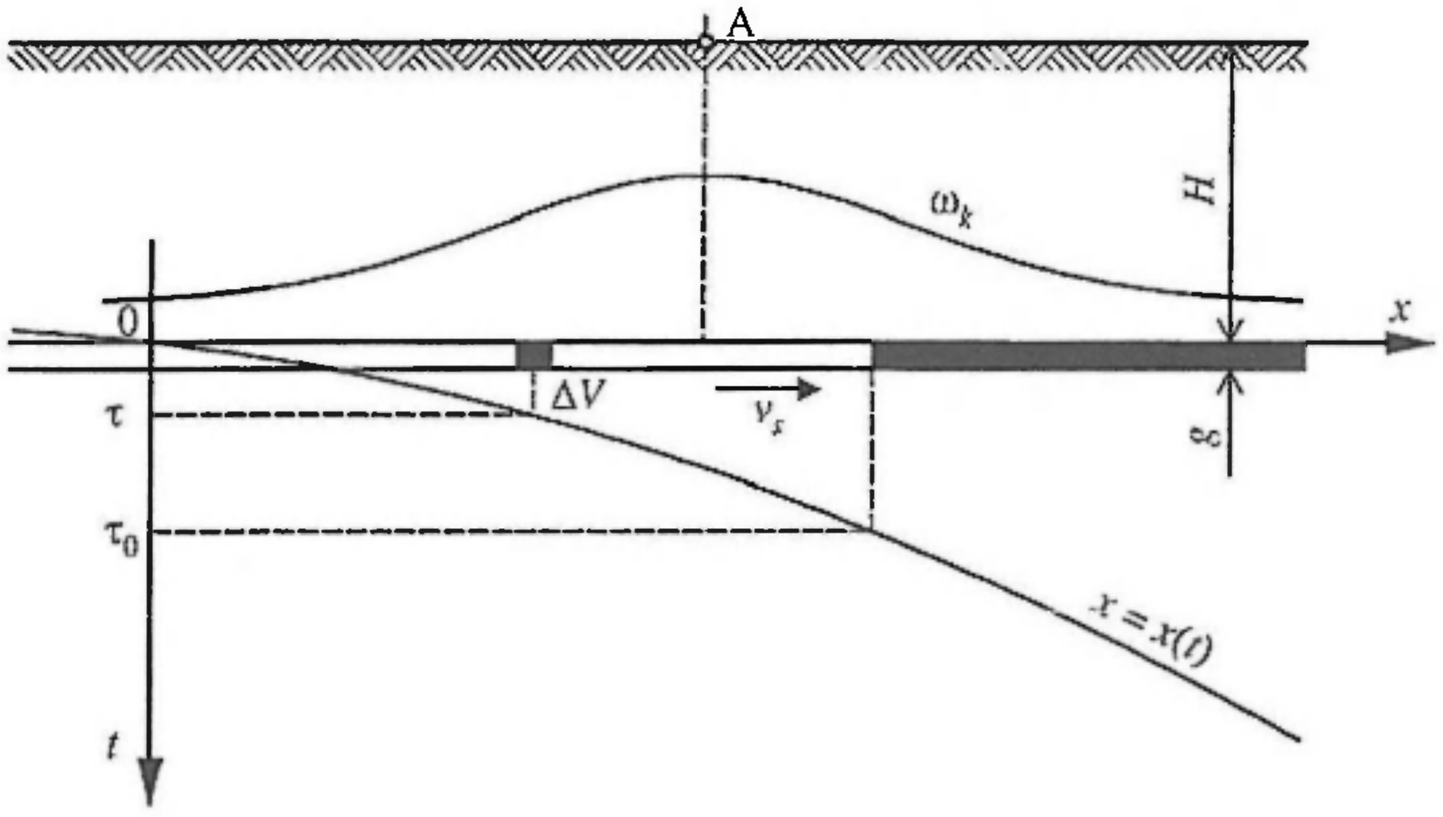
$$w_A(t) = \int_{-\infty}^{\tau_0} \omega_k [x(\tau)] \zeta_2 (t-\tau) \mathrm{d}V \tag{2.2}$$

Uwzględniając w dalszym ciągu, że $\mathrm{d}V = g\, v_s \mathrm{d}\tau$ otrzymuje się:

$$w_A(t) = \int_{-\infty}^{\tau_0} g\, v_s\, \omega_k [x(\tau)] \zeta_2 (t-\tau) \mathrm{d}\tau \tag{2.3}$$

Funkcja $\zeta_2(t-\tau)$, charakteryzująca w powyższych zależnościach przebieg zjawiska w czasie, może być określona na podstawie przyjęcia odpowiedniego, stosownie do wyników pomiarów terenowych, modelu reologicznego [Kisiel i Lysik 1966, Kisiel i inni 1982].

Stosując model *Kelvina* $\eta|G$ otrzymuje się rozwiązanie przedstawione przez *Knothego* [Knothe 1953]. Opis niecki obniżeniowej uzyskany przy zastosowaniu modelu *Zenera* $(G_1-\eta)|G_2$ przedstawiono w [Kwiatek 1997], a przy zastosowaniu dwuelementowego szeregowego modelu *Kelvina* $(\eta_1|G_1)-(\eta_2|G_2)$ przedstawiono w [Kwiatek 2002]. Powyżej η, η_1 i η_2 oraz G, G_1 i G_2 oznaczają elementy *Newtona* oraz *Hooke'a* rozpatrywanych modeli.



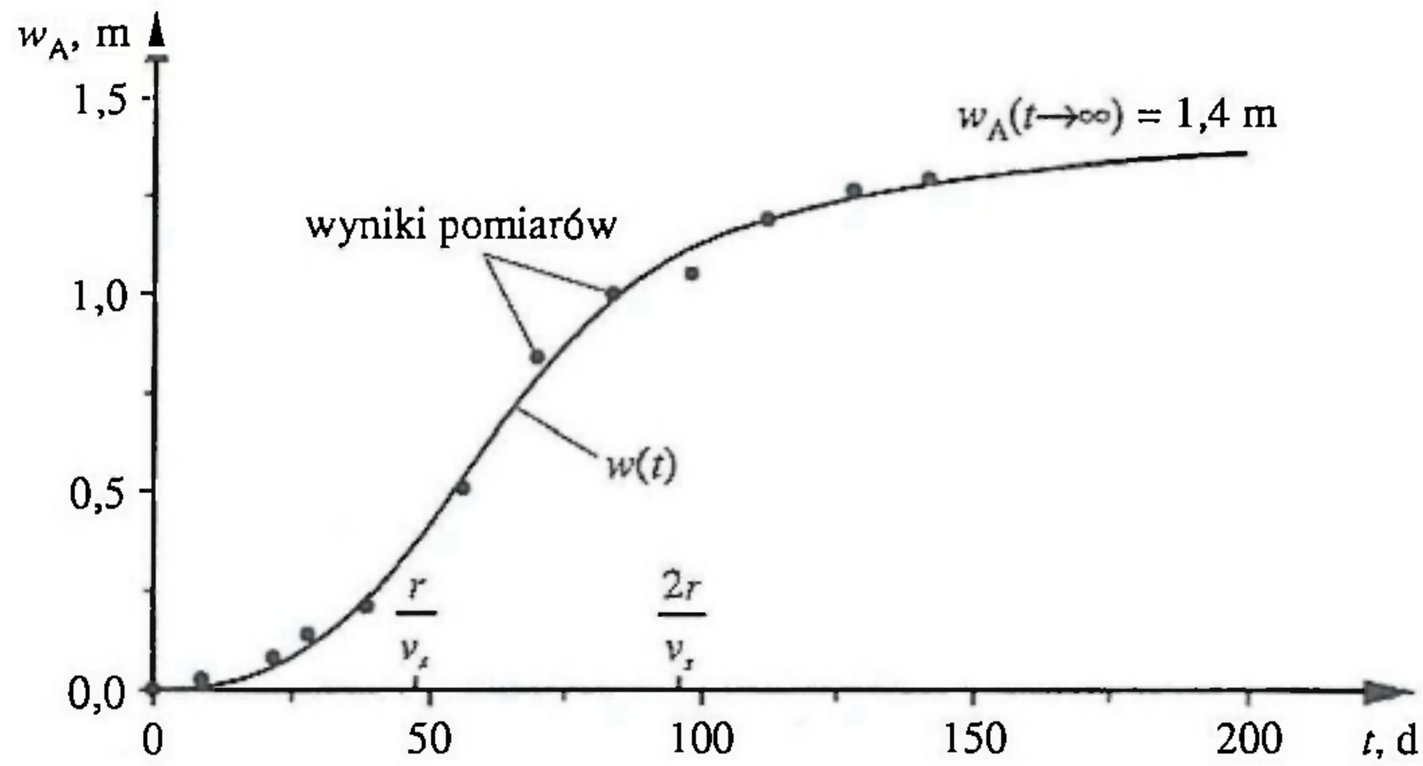
Rys. 2.1. Wykres krzywej wpływów w odniesieniu do czasu
Fig. 2.1. Diagram of impact curve with regard to time

W przedstawionym rozwiązaniu uwzględniono, że zapełnienie przez skały stropowe pozostawionej w pokładzie pustki następuje równocześnie z jej powstaniem. Zjawisko ma taki przebieg w przypadku słabych skał stropowych. W przypadku jednak skał mocnych obniżenie stropu, będące czynnikiem sprawczym deformacji górotworu, następuje sukcesywnie wraz z postępem frontu eksploatacyjnego. Możliwe rodzaje ugięcia stropu w rejonie frontu eksploatacyjnego, w zależności od właściwości skał stropowych, zostały opisane w [Knothe i Walaszczyk 2001]. Omawiane zjawisko uwzględnia się w opisie nieustalonej niecki obniżeniowej poprzez wprowadzenie pozornego opóźnienia wpływów eksploatacji, związanego z tak zwanym obrzeżem.

2.2. Opis nieustalonej niecki obniżeniowej

Przedstawiono przykładowo zastosowanie dwuelementowego szeregowego modelu *Kelvina* o schemacie $(\eta_1|G_1)-(\eta_2|G_2)$ do opisu niecki nieustalonej spowodowanej eksploatacją z zawałem stropu, prowadzoną na głębokości $H = 480\,\text{m}$, z prędkością $v_s = 4{,}4\,\text{m/d}$, o promieniu rozproszenia wpływów $r = 210\,\text{m}$ i końcowym obniżeniu $w_A = 1{,}4\,\text{m}$. Uzyskano zadowalające dopasowanie opisu teoretycznego do wyników pomiarów (rys. 2.2) uwzględniając pozorne opóźnienie wpływów eksploatacji równe 11 dni i przyjmując:

$$T_1 = \frac{\eta_1}{G_1} = 5\,\text{dni},\quad T_2 = \frac{\eta_2}{G_2} = 50\,\text{dni},\quad \Gamma_2 = \frac{G_1 + G_2}{G_2} = 2\,.$$

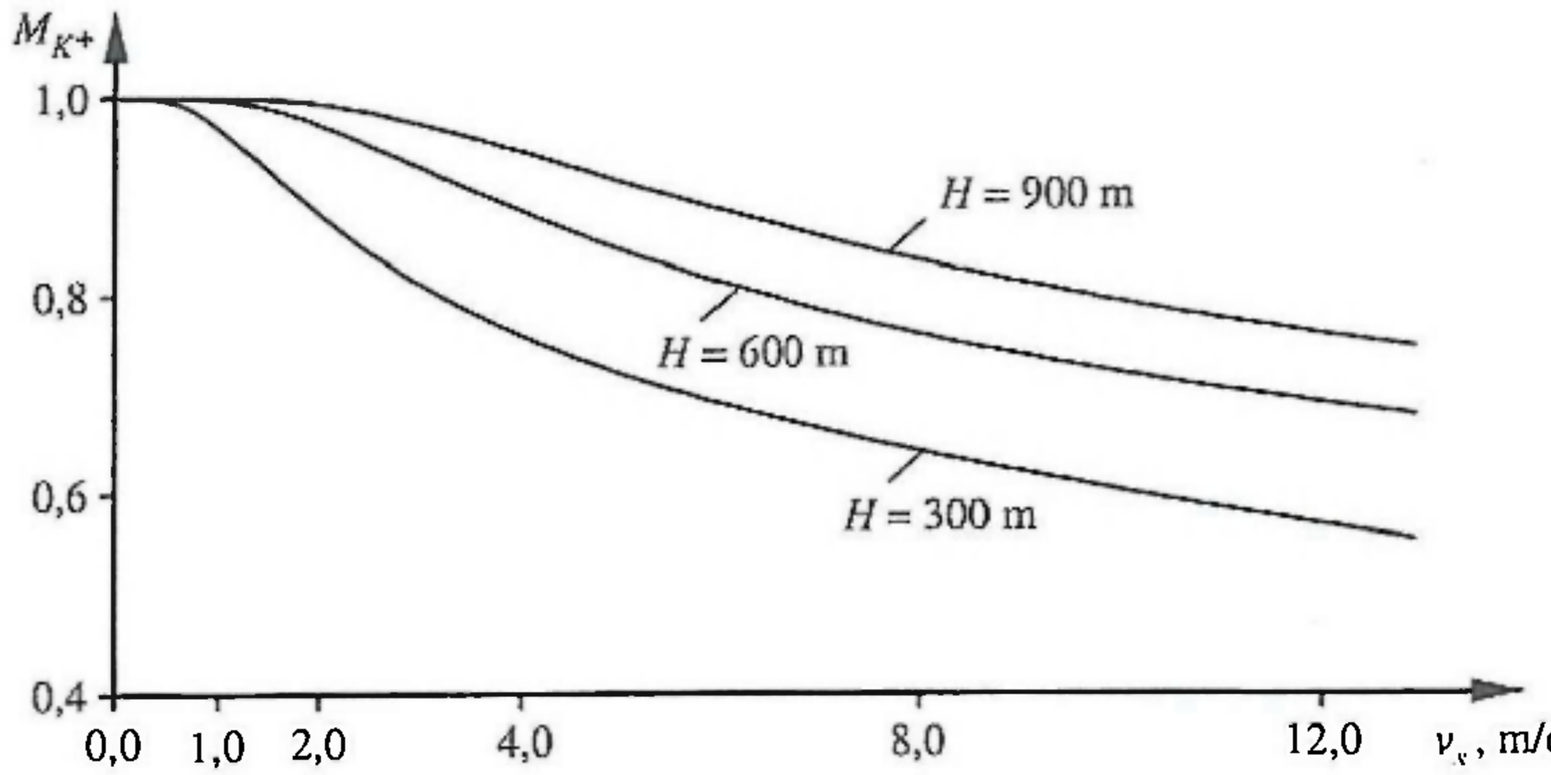


Rys. 2.2. Obniżenia punktu na powierzchni
Fig. 2.2. Point depressions on the surface

Wpływ prędkości eksploatacji na kształtowanie się krzywizn i poziomych odkształceń powierzchni charakteryzują współczynniki określające stosunki ekstremalnych wartości tych wskaźników deformacji powierzchni przy prędkościach eksploatacji v_s i $v_s \to 0$ dla części wypukłej i dla części wklęsłej niecki obniżeniowej. W szczególności dla części wypukłej niecki stosunek ten M_{K+} określa zależność:

$$M_{K+} = 1 - \frac{1}{\Gamma_2} e^{-\frac{r}{T_1 v_s}} - \frac{\Gamma_2 - 1}{\Gamma_2} e^{-\frac{r}{T_2 v_s}} \tag{2.4}$$

Na rysunku 2.3 przedstawiono kształtowanie się współczynnika M_{K+}, przyjmując przytoczone wyżej dane przykładowe.



Rys. 2.3. Kształtowanie się współczynnika M_{K+}
Fig. 2.3. Shaping of coefficient M_{K+}

W zastosowanej wersji przedstawionego modelu deformacji powierzchni przyjęto trójkątną linię wpływową, co prowadzi do wniosku, że czas t wzrastania krzywizn i poziomych od-

kształceń powierzchni od zera do maksymalnej wartości jest równy czasowi przejścia frontu eksploatacyjnego przez odcinek równy promieniowi *r* rozproszenia wpływów, wobec czego:

$$t = \frac{r}{v_s} = \frac{H}{v_s \operatorname{tg} \beta^*} \tag{2.5}$$

gdzie: β^* – kąt zasięgu rozproszenia wpływów.

3. Wpływ prędkości eksploatacji górniczej na obiekty budowlane

3.1. Charakterystyka odpowiedzi obiektów na prędkość eksploatacji

Współdziałanie obiektu budowlanego z podłożem na terenach górniczych stanowi problem reologiczny współdziałania ze sobą dwóch ciał o różnych właściwościach reologicznych, z których jedno, w rozpatrywanym przypadku podłoże, poddawane jest wymuszonym odkształceniom charakteryzowanym krzywiznami i poziomymi odkształceniami przypowierzchniowej warstwy gruntu. Równoczesne uwzględnienie reologicznych właściwości zarówno konstrukcji obiektu, jak i podłoża jest kłopotliwe. Analiza zjawiska wskazuje jednak na możliwość uproszczenia problemu w celach inżynierskich. Polega ono na przyjęciu dla konstrukcji obiektu cech ciała lepkosprężystego, a dla podłoża, uwzględniając występujące zazwyczaj podłoże gruntowe i mając na uwadze właściwości reologiczne spotykanych na terenach górniczych gruntów oraz stosowane w nawiązaniu do tych właściwości, reprezentowanych przez czasy relaksacji, długotrwałe deformowanie podłoża obiektów, na przyjęciu cech ciała sprężystego o trwałym module odkształcenia. W efekcie tego, rozpatrywane zagadnienie znacznie się upraszcza i sprowadza do uwzględnienia zjawisk reologicznych tylko w konstrukcji obiektów budowlanych. W przedstawionych rozważaniach nie uwzględnia się stanów plastycznych w podłożu gruntowym, jak również nie uwzględnia się uszkodzeń konstrukcyjnych elementów obiektów budowlanych.

Stan naprężenia w konstrukcyjnych elementach obiektów budowlanych może w niektórych warunkach zależeć nie tylko od końcowych wartości, ale także od prędkości ich odkształcania. Aby prędkość deformowania podłoża miała wpływ na obiekty budowlane, powinny być spełnione następujące warunki, dotyczące ich charakterystyki:

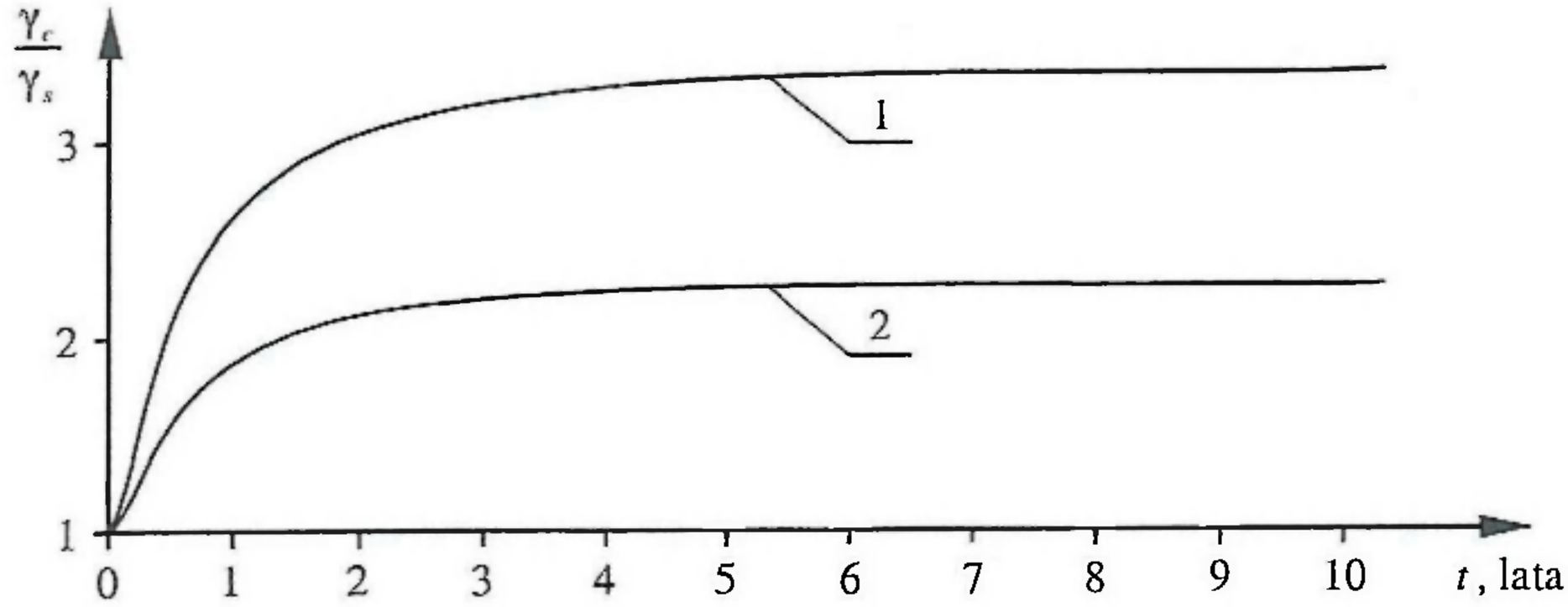
- **Schemat statyczny** – górnicze deformacje podłoża zmieniają stan naprężenia w obiektach budowlanych o niewyznaczalnym schemacie statycznym konstrukcji i tylko wówczas można oczekiwać, że prędkość eksploatacji może mieć wpływ na ich zagrożenie. W konstrukcjach statycznie wyznaczalnych, zrealizowanych zgodnie z założeniami obliczeniowymi, deformacje podłoża nie zmieniają stanu naprężenia i wobec tego prędkość deformacji podłoża nie ma w tym przypadku istotnego znaczenia.
- **Sztywność konstrukcji** – zmiana stanu naprężenia spowodowana eksploatacją górniczą powoduje odkształcenia konstrukcji zmniejszające wpływ na nie deformacji podłoża. Zależnie jednak od sztywności konstrukcji, rola tych odkształceń może być znacząca lub pomijalna, wraz ze wzrostem sztywności dopasowanie konstrukcji do deformacji podłoża jest coraz to mniejsze i w tym przypadku prędkość eksploatacji ma coraz to mniejsze znaczenie.
- **Właściwości materiału** – upływający czas może mieć niepomijalne znaczenie dla stanu naprężenia w konstrukcjach obiektów na terenach górniczych tylko wówczas, gdy materiał

konstrukcyjny charakteryzuje się wyraźnymi cechami reologicznymi, w przeciwnym razie prędkość eksploatacji nie wpływa w istotnym stopniu na stan naprężenia w obiektach budowlanych na terenach górniczych.

Z przedstawionych rozważań wynika, że w niektórych przypadkach, z uwagi na ochronę obiektów budowlanych, właściwe jest zmniejszanie prędkości deformowania podłoża obiektów, a więc także zmniejszanie prędkości prowadzenia eksploatacji górniczej. W przypadku niektórych obiektów budowlanych nie jest to jednak uzasadnione. Zaliczają się do nich na przykład: wielokondygnacyjne budynki o fundamentach skrzyniowych (duża sztywność konstrukcji), przemysłowe hale stalowe (materiał o małych właściwościach reologicznych) i mosty skonstruowane z płyt wolnopodpartych opartych na prawidłowych łożyskach i mających dostateczne szczeliny dylatacyjne (ustrój statycznie wyznaczalny). Istotna jest natomiast prędkość eksploatacji w przypadku na przykład budynków o konstrukcji tradycyjnej (beton, mur z cegły).

3.2. Reologiczne właściwości betonu i muru z cegły

Czas i zakres ujawniania się, w przybliżeniu takich samych, reologicznych właściwości betonu i muru z cegły wskazują na celowość ich uwzględnienia w problemach współdziałania obiektów z podłożem górniczym. Na rys. 3.1 przedstawiono przykłady pełzania betonu i muru z cegły. Z doświadczeń wiadomo, że w tych materiałach po upływie jednego roku ujawnia się około 70% odkształceń opóźnionych, a stosunek odkształceń opóźnionych do odkształceń natychmiastowych wynosi około 1,5 [Janicki i Sikorski 1974, Kaufman 1956].



Rys. 3.1. Przykłady pełzania betonu (1) i muru z cegły (2): γ_c – odkształcenie całkowite, γ_s – odkształcenie sprężyste

Fig. 3.1. Examples of concrete (1) and brickwork (2) creep: γ_c – total strain, γ_s – elastic strain

Reologiczne właściwości betonu i muru z cegły opisano modelem ciała *Zenera* o schemacie $(G_1 - \eta)G_2$, gdzie G_1 i G_2 są elementami *Hooke'a*, a η jest elementem *Newtona*. Parametrami charakteryzującymi ten model są:

$$T = \frac{\eta}{G_1}, \quad \Gamma_2 = \frac{G_1 + G_2}{G_2}$$

Na podstawie podanych wyżej właściwości reologicznych betonu i muru z cegły oceniono, że średnio dla tych materiałów $\Gamma_2 = 2{,}4$ i $T = 130$ dni. W modelu *Zenera* wpływ na naprężenia $\sigma(t)$ prędkości odkształcania, od stanu bezodkształceniowego do końcowej wartości odkształcenia, ze stałą prędkością w czasie od 0 do t, określa zależność

$$\sigma(t) = \beta\sigma_s \tag{3.1}$$

gdzie

$$\beta = 1 + (\Gamma_2 - 1)\frac{T}{t}\left(1 - e^{-\frac{t}{T}}\right)$$

Powyżej, σ_s oznacza wartość naprężenia σ przy nieskończenie powolnym odkształcaniu. Współczynnik β charakteryzuje wpływ prędkości odkształcania ośrodka na wartość naprężenia σ. Przy bardzo małej prędkości $t \to \infty$ i $\beta \to 1$. W przypadku natomiast bardzo dużej prędkości $t \to 0$ i $\beta \to \Gamma_2$.

3.3. Naprężenia w konstrukcji obiektów

Dla wstępnego rozwiązania zagadnienia zakłada się, że niezależnie od prędkości eksploatacji wartość odkształcenia w wybranym punkcie konstrukcji obiektu, wywołanego krzywizną lub poziomym odkształceniem powierzchni jest taka sama. Wartość odpowiadającego temu odkształceniu naprężenia będzie jednak różna.

Rozpatrzono stan naprężenia, jaki wywołuje w wybranym punkcie konstrukcji obiektu budowlanego górnicza deformacja jego podłoża na wypukłym odcinku niecki obniżeń, spowodowana krzywizną K lub poziomym odkształceniem ε powierzchni. Przyjmując liniowe zależności pomiędzy naprężeniami w konstrukcji a wskaźnikami deformacji powierzchni, otrzymuje się dla eksploatacji górniczej o prędkości $v_s \to 0$

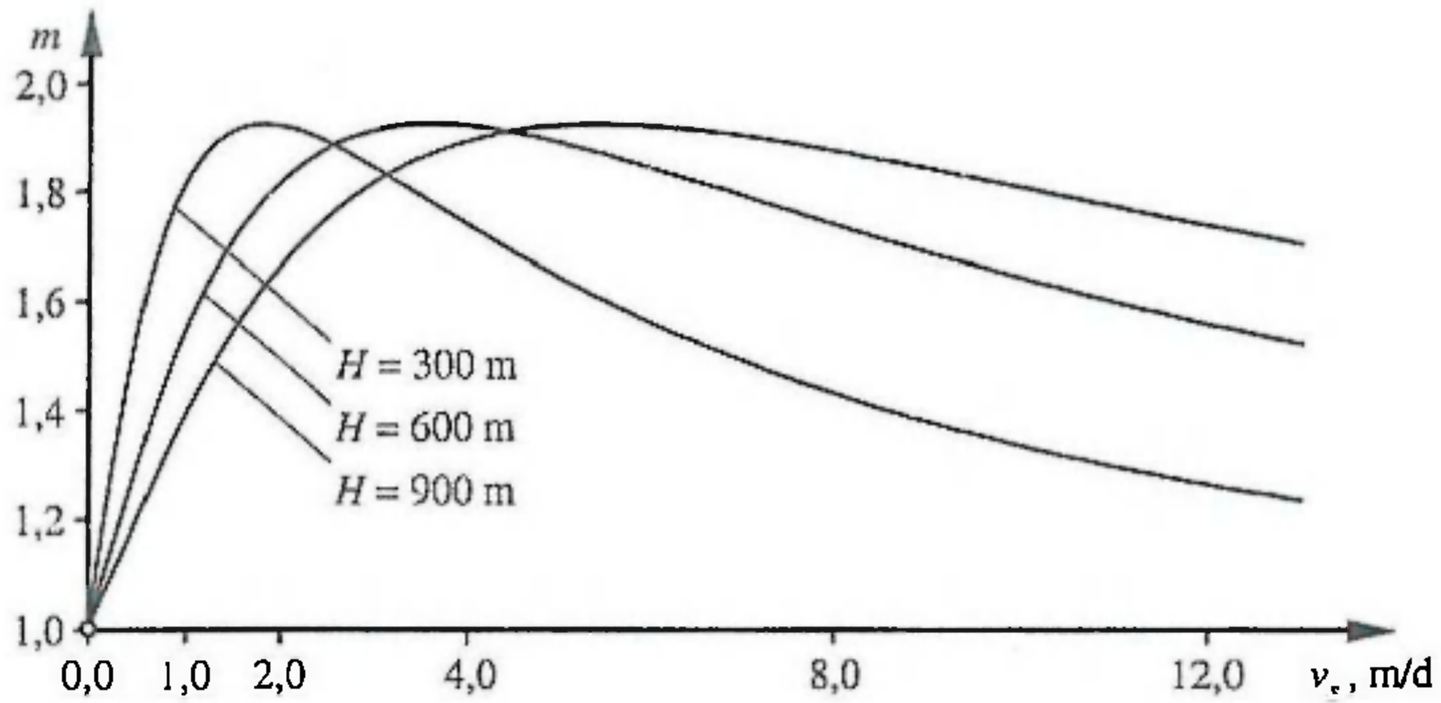
$$\sigma_0 = k_1 D_0 \tag{3.2}$$

gdzie D_0 oznacza krzywiznę K_0 lub poziome odkształcenie ε_0 powierzchni przy eksploatacji o prędkości $v_s \to 0$, σ_0 oznacza naprężenie odpowiadające deformacji podłoża charakteryzowanej dowolnym z tych wskaźników, natomiast k_1 jest współczynnikiem proporcjonalności zależnym od rodzaju konstrukcji, rodzaju naprężenia, lokalizacji w konstrukcji wybranego do rozważań punktu i wybranego wskaźnika deformacji powierzchni. W przypadku prowadzenia eksploatacji z prędkością v_s, wskaźniki deformacji powierzchni będą wynosiły $M_{K^+} D_0$, natomiast z uwagi na prędkość odkształceń powstające w konstrukcyjnych elementach obiektów dodatkowe naprężenia wzrosną β-krotnie. Powstałe wówczas w konstrukcji naprężenie σ określa więc zależność

$$\sigma = k_1 \, m D_0 \tag{3.3}$$

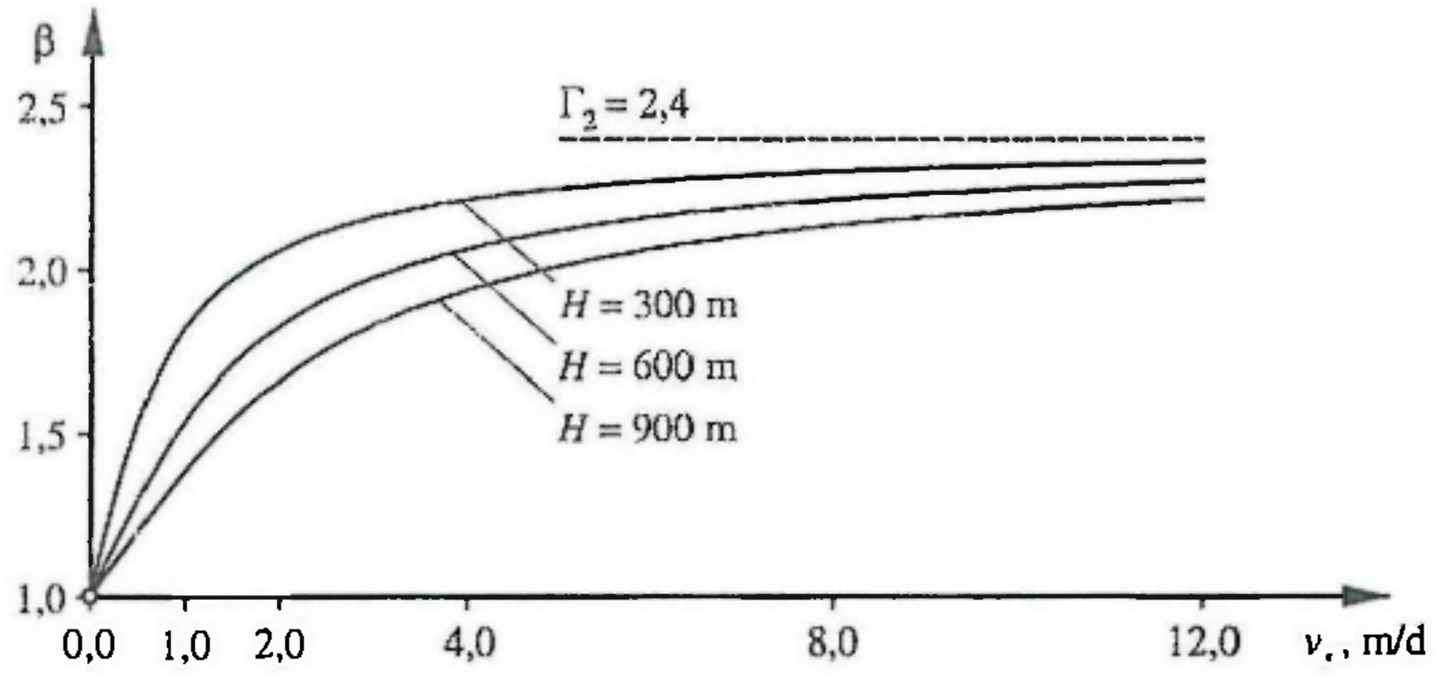
gdzie wprowadzono oznaczenie $m = \beta M_{K^+}$. Współczynnik m określa stopień wzrostu naprężeń w konstrukcyjnych elementach obiektów w zależności od prędkości eksploatacji, w stosunku do naprężeń odpowiadających eksploatacji z prędkością $v_s \to 0$. Na rysunku 3.2 przed-

stawiono kształtowanie się tego współczynnika, wykorzystując zależności (2.4), (2.5) i (3.1) oraz dane z przytoczonego przykładu i uwzględniając $\operatorname{tg}\beta^* = 2$.



Rys. 3.2. Współczynnik *m* dla różnych warunków górniczych
Fig. 3.2. Coefficient *m* for different mining conditions

Powyżej uwzględniono wpływ prędkości eksploatacji na zmniejszanie się maksymalnych wartości krzywizn K i poziomych odkształceń ε. W niektórych przypadkach wpływ ten jest na tyle niewielki, że można przyjąć $M_{...} = 1$ i wówczas $m = \beta$. Na rysunku 3.3 przedstawiono kształtowanie się współczynnika β według zależności (3.1), uwzględniając $\operatorname{tg}\beta^* = 2$, czas t według zależności (2.5) oraz parametry reologiczne dla betonu lub muru z cegły.



Rys. 3.3. Graniczne współczynniki β dla obiektów w przypadku różnych warunków górniczych
Fig. 3.3. Coefficients β for objects in case of different mining conditions

Przedstawione rozważania dotyczyły stałej prędkości eksploatacji. W praktyce mogą mieć miejsce przerwy eksploatacyjne, oddzielające okresy eksploatacji z prędkościami v_e, powodujące przyrosty ΔD krzywizn lub poziomych odkształceń powierzchni. Po przeprowadzeniu n cykli eksploatacyjnych naprężenie σ w konstrukcji obiektów, pomijając część jego relaksacji, będzie równe $\sigma = nk_1\beta\Delta D = k_1\beta D_c$, gdzie $D_c = n\Delta D$ jest całkowitą krzywizną lub poziomym

odkształceniem. Przerwy eksploatacyjne, w zakresie wymodelowania ich wpływu na podłoże deformacjami „ciągłymi", nie mają dla obiektów istotnego znaczenia [Kwiatek 2002]. Przypisuje się im jednak dużą szkodliwość [Sroka 1999]. Może ona być spowodowana występowaniem w niektórych rodzajach górotworu zjawisk, które nie mają miejsca w przypadku eksploatacji ze stałą prędkością (deformacje nieciągłe, wstrząsy). Prace badawcze nad tym zagadnieniem są prowadzone, a dotyczą go między innymi opracowania [Cygan i inni 2002/1, 2002/2, Drzęźla 1995, Kowalski 1993, Zych 2002].

4. Wnioski

Przedstawiony w referacie ogólny pogląd na wpływ prędkości eksploatacji na zagrożenie obiektów budowlanych pozwala sformułować następujące wnioski:

1. Zagadnienie ma charakter interdyscyplinarny, a do jego rozwiązania potrzebne jest, oprócz tradycyjnych specjalności w zakresie szkód górniczych, włączenie reologii skał i gruntów oraz reologii konstrukcji budowlanych.
2. Wyniki niektórych obserwacji terenowych pozwalają na formułowanie zaleceń praktycznych, jednak nie zawsze są one podbudowane udokumentowanymi badaniami. Wskazane jest prowadzenie dalszych badań, przy czym powinny to być badania kompleksowe górniczo-budowlane, zarówno doświadczalne, jak i teoretyczne.
3. Z uwagi na duże znaczenie praktyczne i atrakcyjność teoretyczną, szczególnie wskazane jest prowadzenie prac badawczych, zmierzających do wyjaśnienia wpływu przerw eksploatacyjnych na górotwór i obiekty budowlane.
4. Przedstawione w referacie wywody potwierdzają tezę o możliwym niekorzystnym wpływie zwiększania prędkości eksploatacji na obiekty budowlane, przy czym dotyczy to przede wszystkim obiektów odkształcalnych, o konstrukcji statycznie niewyznaczalnej, wykonanych z żelbetu, betonu lub murów z elementów drobnowymiarowych. Pozostałe rodzaje obiektów wykazują znacznie mniejszą czułość na prędkość eksploatacji lub takiej czułości nie wykazują.
5. Zagrożenie obiektów budowlanych czułych na prędkość eksploatacji wyraźnie rośnie wraz z jej wzrostem do prędkości 2 ÷ 5 m/d, zależnie od głębokości eksploatacji, a następnie ulega praktycznie stabilizacji lub nawet może się zmniejszać. Wzrost głębokości eksploatacji jest dla obiektów korzystny.
6. Przy ocenie potrzeby wykonania i projektowaniu zabezpieczeń obiektów budowlanych przed szkodami górniczymi zaleca się stosować doraźne moduły odkształcenia materiałów konstrukcyjnych, bez uwzględniania współczynników zmniejszających te moduły z uwagi na powolność procesu deformacji podłoża na terenach górniczych.
7. Odporność obiektów budowlanych na wpływ eksploatacji górniczej określona na podstawie metod statystycznych powinna być weryfikowana stosownie do różnic prędkości i głębokości eksploatacji przewidywanej i będącej podstawą metody.

Literatura

[1] Cygan J., Gustkiewicz J., Knothe S., Rogowska J., Popiałek E. 2002/1: Wstępne wyniki badań nad szybkością ujawniania się wpływów przestojów frontów eksploatacji. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków 2002, s. 191-212.

[2] Cygan J., Knothe S., Walaszczyk J. 2002/2: Modelowanie wpływu wybranych właściwości mechanicznych górotworu na deformacje powierzchni. Materiały Konferencji „Problemy Ochrony Terenów Górniczych" GIG, Ustroń.
[3] Drzęźla B. 1995: Przybliżona ocena niektórych parametrów kinematyki niecki osiadania przy zmianach prędkości wybierania i postojach ścian. Przegląd Górniczy nr 9, s. 10-16.
[4] Janicki S., Sikorski J. 1974: Wymiarowanie konstrukcji murowych i zespolonych. Warszawa, Wydaw. Arkady.
[5] Kaufman S. 1956: Mosty sprężone. Warszawa, Wydaw. Komunikacyjne.
[6] Kisiel I., Lysik B. 1966: Zarys reologii gruntów. Działanie obciążenia statycznego na grunt. Warszawa, Wydaw. Arkady.
[7] Kisiel I. i in. 1982: Mechanika techniczna – mechanika skał i gruntów. Warszawa, PWN, s. 85-123.
[8] Knothe S. 1953: Wpływ czasu na kształtowanie się niecki osiadania. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa T.1 z.1, s. 51-62.
[9] Knothe S. 1980: Wpływ czasu na przebieg przemieszczeń, deformacji górotworu i powierzchni terenu wywołanych eksploatacją górniczą. Rozdział w pracy zbiorowej Ochrona powierzchni przed szkodami górniczymi. Katowice, Wydaw. „Śląsk", s. 324-330.
[10] Knothe S. 1984: Prognozowanie wpływów eksploatacji górniczej. Katowice, Wydaw. „Śląsk".
[11] Knothe S., Walaszczyk J. 2001: Wpływ własności mechanicznych górotworu na deformacje powierzchni przy dużych prędkościach eksploatacji i okresowych przestojach ścian. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN, s. 35-42.
[12] Kowalski A. 1993: Ochrona powierzchni nad szybko postępującym frontem – etap II. Sprawozdanie z realizacji zadania nr 1 projektu celowego „Wysoko wydajny kompleks ścianowy i nowa technologia wybierania pokładu w KWK Staszic". Katowice, Politechnika Śląska (niepublikowana).
[13] Kwiatek J. 1997: O reologicznyh aspektach zagrożenia obiektów budowlanych na terenach górniczych. Prace Naukowe GIG nr 827.
[14] Kwiatek J. 2002: Obiekty budowlane na terenach górniczych. Wydaw. GIG.
[15] Muszyński L. 1999: Odporność na uszkodzenia budynków na terenach górniczych a prędkość eksploatacji górniczej. Przegląd Górniczy nr 10, s. 3-7.
[16] Nowacki W. 1963: Warszawa, Wydaw. Arkady.
[17] Sroka A. 1999: PAN, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią – Studia, Rozprawy, Monografie nr 58, (rozprawa habilitacyjna).
[18] Zych J. 2002: Wpływ dużego postępu frontu i przerw w eksploatacji na osiadania powierzchni. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków 2002, s. 735-748.

Impact of extraction velocity on threat to constructional objects

Abstract

The recently applied high extraction velocities in order to obtain coal output concentration, forced by economic reasons, cause the reduction of extreme surface deformations which, however, are being reached within a shorter time period. This event can cause the increase of additional construction loadings of building objects, and their damages. A view regarding the considered phenomenon was presented, taking into account rheological properties of rock mass, ground foundation and building constructions. Cases were indicated, where the limitation of extraction velocity, as mining prevention relating to the protection of constructional objects, is reasonable.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Edward Popiołek

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.141–154

Kazimierz LEBECKI, Stanisław TRZCIONKA
Główny Instytut Górnictwa Kopalnia Doświadczalna „Barbara", Katowice
kdxkl@gig.katowice.pl, tel: (0-32) 3246520

Przyrząd do szybkiego oznaczania zawartości części niepalnych stałych w strefach zabezpieczających przed wybuchem

Słowa kluczowe

wybuch – pomiar – pył – kamienny – pył węglowy

Streszczenie

Referat opisuje prototyp i wyniki badań przyrządu do szybkiego oznaczenia zawartości części niepalnych stałych w strefach zabezpieczających przed wybuchem pyłu węglowego. Dotychczas istniejące metody nie pozwalają na szybkie uzyskanie wyniku kontrolnego, a tym samym właściwe zabezpieczenie wyrobiska. Jako zasadę działania wybrano zależność natężenia odbicia światła w zakresie podczerwieni i zawartości części niepalnych stałych w próbce pyłu pobranej w wyrobisku. Pomiar będzie wykonany w miejscu pobrania próby. Urządzenie ma zakres 0–100% części niepalnych, bezpośredni odczyt, zasilanie autonomiczne. Ciężar nie przekroczy 0,5 kg, będzie pracować w warunkach zagrożenia metanowego.

1. Wstęp

Dodawanie do osiadłego w wyrobiskach pyłu węglowego niepalnego pyłu kamiennego - konkretnie pyłu węglanu wapnia - jest podstawowym zabezpieczeniem przed przenoszeniem wybuchu pyłu węglowego. Proces ten nazywany opylaniem wyrobisk lub neutralizacją pyłów osiadłych jest powszechnie stosowany w górnictwie światowym. Neutralizacja jest uważana za ważniejszą od stosowania zapór przeciwwybuchowych, które są skuteczne jeżeli są rozmieszczone w odległości powyżej 60 m od miejsca zapoczątkowania wybuchu. Obszar pomiędzy miejscem zapoczątkowania wybuchu a zaporą, w którym znajduje się dużo ludzi i sprzętu może być chroniony tylko przez neutralizację osiadłego pyłu. Stąd we wszystkich przepisach krajowych akcentuje się obowiązek neutralizacji pyłu, natomiast niekonieczne jest stosowanie zapór przeciwwybuchowych.

Skuteczność neutralizacji bardzo silnie zależy od zawartości części niepalnych w mieszaninie pyłowej, nazywanej często pyłem kopalnianym. W wyniku badań [Cybulski 1973] ustalono, że zawartość ta powinna wynosić 70 % części niepalnych w pyle osiadłym w wyrobiskach w pokładach nie metanowych i 80% w pokładach metanowych. Polskie przepisy wymagają tworzenia stref zabezpieczających, na ogół długości 200 m od miejsc możliwego zapoczątkowania wybuchu. Przepisy wielu państw wymagają opylania wszystkich wyrobisk, nawet niezależnie od stosowania zapór.

Opylanie wyrobiska pyłem kamiennym jest trudne i pracochłonne, co wynika po części z wymaganej dużej ilości części niepalnych. Dotrzymywanie wymagań przepisów wymaga częstego uzupełniania opylania (stale osiada nowy pył węglowy), a przede wszystkim wykonywania kontrolnych oznaczeń zawartości części niepalnych. Oznaczenia takie wykonuje się w laboratorium na próbkach pobranych zgodnie z normą PN-G-04037:1998. Oznaczenie polega na spaleniu odpowiednio spreparowanej próbki w piecu o temperaturze 480°C i określeniu - wyrażonego w procentach masy całości próbki - udziału pozostałości, czyli części niepalnych. Takie oznaczenie mimo, że jest oznaczeniem bezpośrednim, nie wymagającym kalibracji ma podstawowe wady:

- jest długotrwałe; czas oznaczenia wynosi 6 godzin od momentu dostarczenia próbki do laboratorium, co oznacza, uwzględniając czas na pobranie i transport próbki do laboratorium, że informację o stanie zabezpieczenia wyrobiska otrzymuje się w najlepszym razie po 24 godzinach,
- przenoszenie próbki do laboratorium nie wyklucza manipulacji mających na celu „poprawę" wyniku.

W Kopalni Doświadczalnej „Barbara" Głównego Instytutu Górnictwa podjęto wspólnie z Przedsiębiorstwem Produkcyjno-Usługowym EWIMAR WB zadanie wykonania przyrządu do szybkiego oznaczania zawartości części niepalnych stałych w strefach zabezpieczających przed wybuchem pyłu węglowego. Zadanie jest wykonywane w ramach projektu celowego finansowanego przez Komitet Badań Naukowych.

Przyrząd ma być lekki, łatwy w użyciu i tani. W chwili gdy oddajemy artykuł do druku przyrząd jest w stanie konstrukcji i badań laboratoryjnych a jego wersja prototypowa będzie gotowa w styczniu 2003 r.

W referacie przedstawiamy podstawowe założenia konstrukcyjne przyrządu w oparciu o wyniki wcześniejszych badań modelowych.

2. Regulacje prawne dotyczące stref zabezpieczających

Nowe Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych stawia następujące wymagania:

§ 312

2. W wyrobiskach zaliczonych na podstawie odrębnych przepisów, do klasy A lub B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego utrzymuje się strefy zabezpieczające przed przeniesieniem wybuchu.
3. W strefach zabezpieczających zmywa się wodą lub opyla pyłem kamiennym wyrobiska na całym obwodzie, łącznie z obudową, na długości co najmniej 200 m od miejsc możliwego zapoczątkowania wybuchu pyłu węglowego określonych odrębnymi przepisami.
4. Pył kopalniany usuwa się z maszyn i urządzeń znajdujących się w wyrobisku w strefie zabezpieczającej.
5. W polach metanowych oprócz stref zabezpieczających, o których mowa w ust. 2, dodatkowo utrzymuje się strefy zabezpieczające:
   1) na całej długości wyrobiska przewietrzanego za pomocą lutniociągu,
   2) w wyrobiskach zaliczonych do pomieszczeń ze stopniem „C" niebezpieczeństwa wybuchu metanu na odcinkach z zainstalowanymi kablami lub przewodami elektroenergetycznymi.

6. W wyrobisku korytarzowym, we wszystkich kierunkach od miejsc zabudowy rozdzielni, stacji transformatorowych, prostowników i stycznikowni utrzymuje się strefy zabezpieczające na długości co najmniej 25 m, a od miejsc połączeń kabli wykonanych za pomocą muf skorupowych metalowych w sieciach o napięciu powyżej 230 V prądu przemiennego – na długości co najmniej 5 m we wszystkich kierunkach od tych połączeń.

§ 314

1. Zawartość części niepalnych stałych w pyle kopalnianym w strefie zabezpieczającej, oznaczona zgodnie z Polskimi Normami, powinna wynosić co najmniej:
   1) 70% w polach niemetanowych,
   2) 80% w polach metanowych.
5. Częstotliwość kontroli zawartości części niepalnych stałych lub wody przemijającej w pyle kopalnianym, o którym mowa w ust. 1-4, w strefie zabezpieczającej, dokonywanych przez służby dla zwalczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, ustala kierownik ruchu zakładu górniczego w zależności od intensywności osiadania pyłu. Kontrole te powinny być przeprowadzane nie rzadziej niż co 30 dni.

Stan zabezpieczeń i ilości używanego w kopalniach pyłu kamiennego są przedstawione poniżej. Tradycyjnie stosuje się opylanie pyłem kamiennym w strefach zabezpieczających, których łączna długość wynosiła, według stanu na 31.12.2001 r. - 1323 km wobec 1317 km w 2000 r.). Całkowite zużycie pyłu kamiennego wynosi 50700 ton na rok (w 2000 było to 52900 ton), w tym 19200 ton pyłu wodoodpornego (w roku 2000 było to 25400 ton). Według danych uzyskanych od producentów pyłu, jego zużycie w ostatnich ośmiu latach kształtowało się następująco:

Tablica 2.1. Zużycie pyłu kamiennego w latach 1994-2001
Table 2.1. Use of rock dust in the years 1994-2001

Rok	Zużycie całkowite pyłów w tys. ton	Zużycie pyłów wodoodpornych w tys. ton	% pyłu wodoodpornego
1994	89	49	55
1995	87	49	56
1996	83,5	45,7	54,7
1997	74	38,4	51,9
1998	71	34,5	48,2
1999	57,5	22,0	38,2
2000	52,9	25,4	48,0
2001	50,7	19,2	37,8

Kopalnie mają zasadnicze kłopoty z utrzymaniem wymaganych przepisami zawartości części niepalnych stałych. Jak stwierdzają pomiary kontrolne wykonywane przez specjalistów Urzędu Górniczego Badań Kontrolnych nierzadkie są przypadki, że zawartość ta przekracza zaledwie połowę wymaganej ilości. Stan ten jest również przyczyną podjęcia niniejszej pracy. Ze zbioru ponad 800 oznaczeń wykonanych na próbach pobranych w różnych miejscach przez pracowników Kopalni Doświadczalnej „Barbara" wynika że:

- 27% próbek zawierało poniżej 50% części niepalnych,
- 20% próbek zawierało 50-70% części niepalnych,
- 16% próbek zawierało 70-80 % części niepalnych,
- 37% zawierało powyżej 80 % części niepalnych.

Rzeczywista zawartość części niepalnych zawiera się więc w szerokich granicach co oznacza, że konstruowany przyrząd powinien mieć zakres pomiarowy w granicach 40 do 100%. Przyrząd nie ma służyć wyłącznie do odpowiedzi na pytanie „czy ilość części niepalnych jest zgodna z przepisami czy nie", ale również do odpowiedzi na pytanie „jaki jest rzeczywisty stan zabezpieczenia i co trzeba zrobić, aby doprowadzić do zgodności z przepisami".

3. Istniejące rozwiązania przyrządów do szybkiego oznaczania zawartości części niepalnych

W latach 70. opracowano w Kopalni Doświadczalnej „Barbara" dwie wersje urządzenia Inflabar: laboratoryjną - INFLABAR L i przenośną INFLABAR PC. Zostały one szczegółowo opisane przez Krzystolika i Lebeckiego [1985].

Zasada pomiaru opiera się na zależności intensywności wstecznie rozpraszanego promieniowania beta od zawartości części niepalnych w badanej próbie. Uzyskiwana dokładność pomiaru wynosiła 1-2% zawartości części niepalnych stałych dla próbek suchych. Urządzenia INFLABAR są nadal stosowane w niektórych kopalniach. Mają one jednak szereg niedogodności:

- zawierają źródło promieniotwórcze, które mimo wszelkich zabezpieczeń i dopuszczeń Centralnego Laboratorium Ochrony Radiologicznej budzi znaczne opory w stosowaniu. Opory te narosły po katastrofie Czernobylskiej,
- pomiar jest obarczony znacznym błędem wynikającym z wilgotności próbki. Przyczyny tego są całkowicie fizyczne i nie ma możliwości ich usunięcia.

W roku 1997 Centrum EMAG [Dziubiński i Sikora 1995] opracowało miernik zawartości części niepalnych stałych PYLOX, działający na zasadzie fluorescencji rentgenowskiej. Polega ona na analizie wtórnego promieniowania próbki wzbudzonego przez pochłonięcie promieniowania gamma ze źródła. Autorzy nie podają rodzaju i aktywności źródła promieniowania. Urządzenie PYLOX, skonstruowane w latach 90- tych jest już w pełni skomputeryzowane i pozwala na szybkie pomiary. Nie usuwa ono jednak żadnej z podanych wyżej niedogodności.

Jedną z nich - uniknięcie stosowania źródła promieniotwórczego usuwa amerykańskie rozwiązanie w postaci urządzenia RDM (Rock Dust Meter) [Sapko 1985]. Zasada działania przyrządu jest oparta na zależności barwy próbki pyłu od zawartości w niej części niepalnych stałych. RDM jest więc urządzeniem, które reaguje na barwę próbki i w wyniku kalibracji daje cyfrowe wskazanie zawartości części niepalnych stałych. Podstawowym elementem przyrządu jest dioda LED emitująca światło i fotodioda, odbierająca światło odbite od ośrodka. W ekstremalnych przypadkach powierzchnia idealnie biała dawałaby 100% odbicie, powierzchnia doskonale czarna dawałaby całkowitą absorpcję czyli zerowe odbicie. Między tymi skrajnymi przypadkami znajduje się cała gama szarości. Tworzą ją na przykład próbki pyłu węglowego z dodatkiem białego pyłu wapiennego. Idea przyrządu polega więc na doborze odpowiedniego źródła światła, konstrukcji obwodów elektronicznych do przetwarzania sygnałów światła odbitego wraz z końcowym przetwarzaniem w sygnał cyfrowy, będący miarą zawartości części niepalnych stałych w próbce. Samo źródło światła może być umieszczone w sondzie połączonej luźno z blokiem przetwarzania sygnałów i zasilania. Urządzenie takie, wspomniany Rock

Dust Meter (RDM) zostało wykonane w formie modelu i zbadane w połowie lat osiemdziesiątych w byłym US Bureau of Mines i z nie zrozumiałych względów zarzucone. Już po likwidacji US Bureau of Mines został wykonany jeden egzemplarz w wersji nadającej się do próbnych badań. Badania takie zostały wykonane w Kopalni Doświadczalnej „Barbara", a ich wyniki są przedstawione poniżej.

4. Badania modelu przyrządu RDM

Podstawowym testem na wiarygodność zasady pomiaru jest porównanie wyników pomiarów otrzymanych przy pomocy RDM i metodą określoną w normach.

Aby można było wykonywać badania na otrzymanym z USA modelu należało dokonać zmian w obwodach zasilania (modele są zasilane z sieci) celem ich dostosowania do standardów europejskich (220 V, 50 Hz). Drugą czynnością było wykalibrowanie przyrządów według zalecanej procedury, z użyciem próbki o zawartości części niepalnych stałych około 65% dla danego typu węgla. Do pomiarów porównawczych wykonano kilka serii prób o różnych zawartościach części niepalnych, z zastosowaniem pyłu węglowego o różnych naturalnych zawartościach części niepalnych. Dla każdej z prób wykonano zgodne z normą oznaczenia zawartości części niepalnych stałych przez spalanie w piecu laboratoryjnym. Wyniki pomiarów porównawczych przedstawiają tablice 4.1, 4.2 i 4.3.

Tablica 4.1. Mieszanki pyłu wapiennego stearynowanego produkowanego przez „Labtar" i pyłu węglowego z KWK „Zofiówka" (24.3% cz. niepalnych)

Table 4.1. The calibration mixtures rock-coal dust (waterproof dust produced by Labtar Co, coal dust Zofiówka 24.3 % of natural incombustible)

Zawartość części niepalnych wyznaczona wagowo, [%]	Zawartość części niepalnych wyznaczona przy pomocy przyrządu	Średnia zawartość części niepalnych wyznaczona przy pomocy przyrządu
54,2	55,4 55,6 55,8 55,1 55,6	55,5
72,3	74,6 74,8 73,2 73,1 74,0	73,9
84,9	87,7 87,3 86,8 86,2 86,8	86,9
89,5	90,8 91,8 91,6 91,6 92,4	91,6

Próba użyta do cechowania zawierała 61.8 % części niepalnych

Tablica 4.2. Mieszanki pyłu wapiennego stearynowanego produkowanego przez „Labtar" i pyłu węglowego „Barbara" (38,4% cz. niepalnych)
Table 4.2. The calibration mixtures rock- coal dust (waterproof dust produced by Labtar Co, coal dust Barbara 38,4% of natural incombustible)

Zawartość części niepalnych wyznaczona wagowo, [%]	Zawartość części niepalnych wyznaczona przy pomocy przyrządu	Średnia zawartość części niepalnych wyznaczona przy pomocy przyrządu
58,4	57,4 58,6 57,1 58,8 58,4	58,1
74,6	75,6 76,0 75,5 76,5 76,1	75,9
83,5	83,7 83,6 83,8 83,6 83,0	83,5
87,5	88,0 87,8 87,6 87,6 88,0	87,8
95,4	96,1 95,9 96,3 96,3 96,1	96,1

Próba użyta do kalibracji zawierała 63,4 % części niepalnych

Tablica 4.3. Mieszanki pyłu wapiennego stearynowanego produkowanego przez „Labtar" i pyłu węglowego z KWK „Murcki" (11.3% cz. niepalnych)
Table 4.3. The calibration mixtures rock- coal dust (waterproof dust produced by Labtar Co, coal dust Murcki, 11.4 % of natural incombustible)

Zawartość części niepalnych wyznaczona wagowo, [%]	Zawartość części niepalnych wyznaczona przy pomocy przyrządu	Srednia zawartość części niepalnych wyznaczona przy pomocy przyrządu
55,3	56,1 55,8 55,8 56.8 56,2	56,1
69,6	70,6 70,9 71,1 69,8 71,0	70,7
82,2	82,5 83,2 84,2 82,4 82,3	82,9
89,4	91,0 90,8 91,6 91,6 89,4	90,9

Próba użyta do cechowania zawierała 68.2 % części niepalnych

Wybrany do badań porównawczych pył wapienny stearynowy produkowany przez Przedsiębiorstwo „Labtar" S.A. jest powszechnie używany w polskich kopalniach.

Pyły węglowe dobierano tak, aby posiadały one różne zawartości naturalnych części niepalnych stałych.

Powyższe wyniki potwierdziły realność konstrukcji przyrządu.

5. Podstawowy element przyrządu – fotoreflektor

Fotoreflektor jest zintegrowanym zestawem optycznym składającym się z nadajnika odbiornika promieniowania. Elementy te są tak rozmieszczone, że do odbiornika dociera najsilniej promieniowanie odbite od ośrodka znajdującego się w odległości zwanej odległością ogniskową. Nadajnikiem jest dioda LED emitująca promieniowanie w paśmie widzialnym lub podczerwieni. Odbiornikiem jest fotodioda lub fototranzystor. Fotoreflektory są stosowane najczęściej w układach detekcji dwustanowej opartej o zmianę barwy pomiędzy czernią i bielą. Typowe obszary aplikacji to detekcja obecności papieru w drukarkach i kopiarkach, położenia klawiszy w instrumentach muzycznych, czy lokalizacja obiektu, np. monety w automatach do sprzedaży. Część fotoreflektorów posiada wyjście komparatorowe umożliwiając detekcję tylko stanów krańcowych. Do detekcji zmian barwy mieszanin pyłowych po-

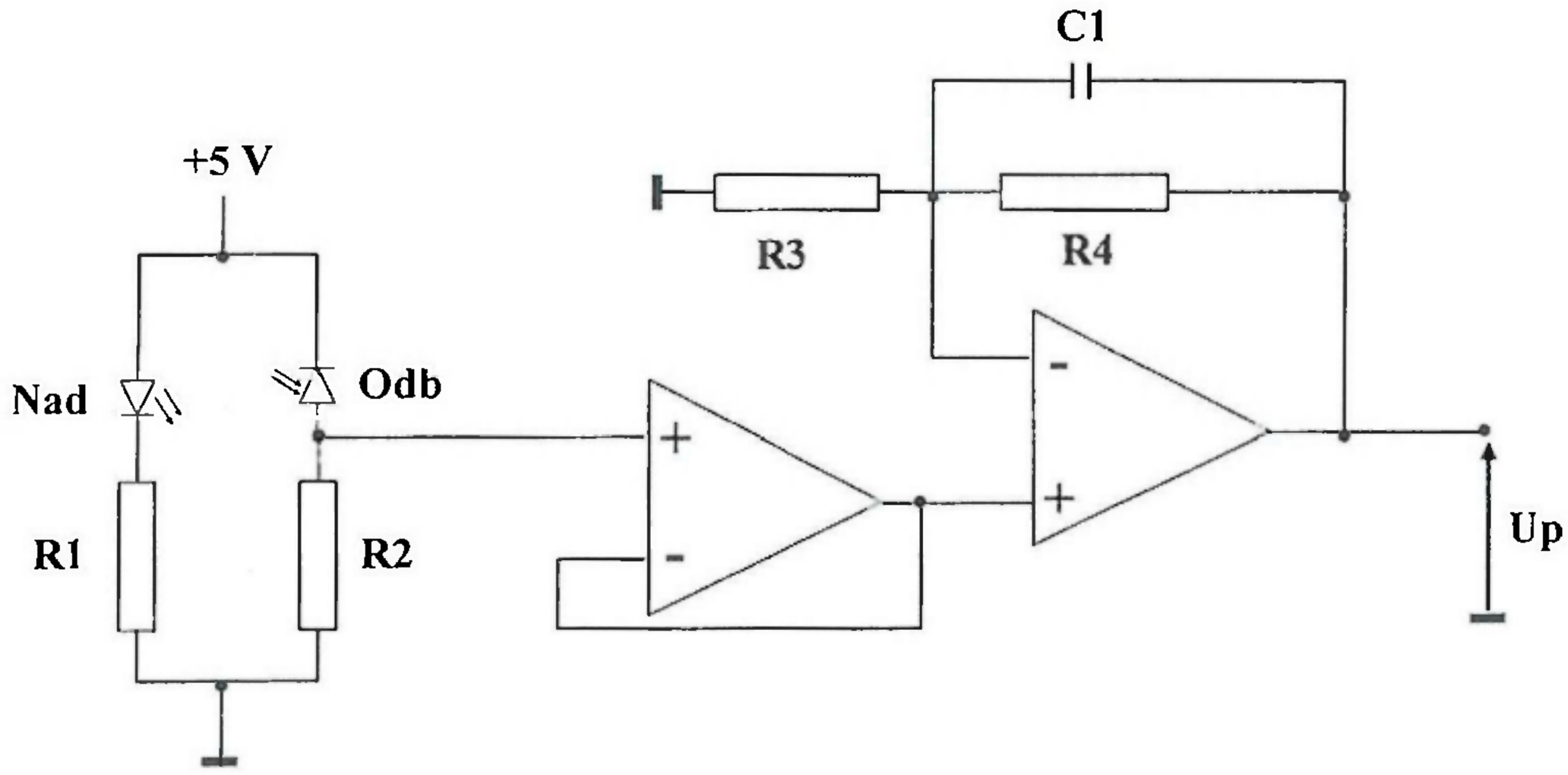
trzebne są elementy reagujące zmianą sygnału analogowego na zmieniający się stopień bieli mieszaniny. Równanie przetwarzania takiego elementu przedstawia poniższa zależność.

$$D_K = \frac{U_P - U_W}{k(U_P - U_W) + U_K - U_P} \times 100\ \% \tag{5.1}$$

gdzie:
D_K – procentowa zawartość części niepalnych w masie badanej próbki,
U_P – sygnał pomiarowy uzyskany w badanej próbce,
U_W – sygnał pomiarowy uzyskany w próbce pyłu węglowego,
U_K – sygnał pomiarowy uzyskany w próbce pyłu kamiennego,
k – stała określona w procesie kalibracji.

Analiza rynkowej oferty fotoreflektorów wykazała, że najlepiej rokujące w omawianym zastosowaniu są elementy japońskiej firmy Hamamatsu. Do badań wybrano fotoreflektory: P 2005, P 2058 i P7816 o odległości ogniskowej 3 mm. Elementy umieszczono w sondach posiadających wzierniki zapewniające zachowanie tej odległości:
- sonda 1; P 2005, R2 = 1 MΩ,
- sonda 2; P 7816, R2 = 697 Ω,
- sonda 3; P 2058, R2 = 7,8 kΩ,
- sonda 3; P 2058, R2 = 9,3 kΩ.

Badania wykonano w układzie bezpośredniego otoczenia elektronicznego (rys. 5.1) złożonego z wtórnika napięciowego i wzmacniacza wstępnego o wzmocnieniu 16.



Rys. 5.1. Schemat układu pomiarowego
Fig. 5.1. Measurement circuit

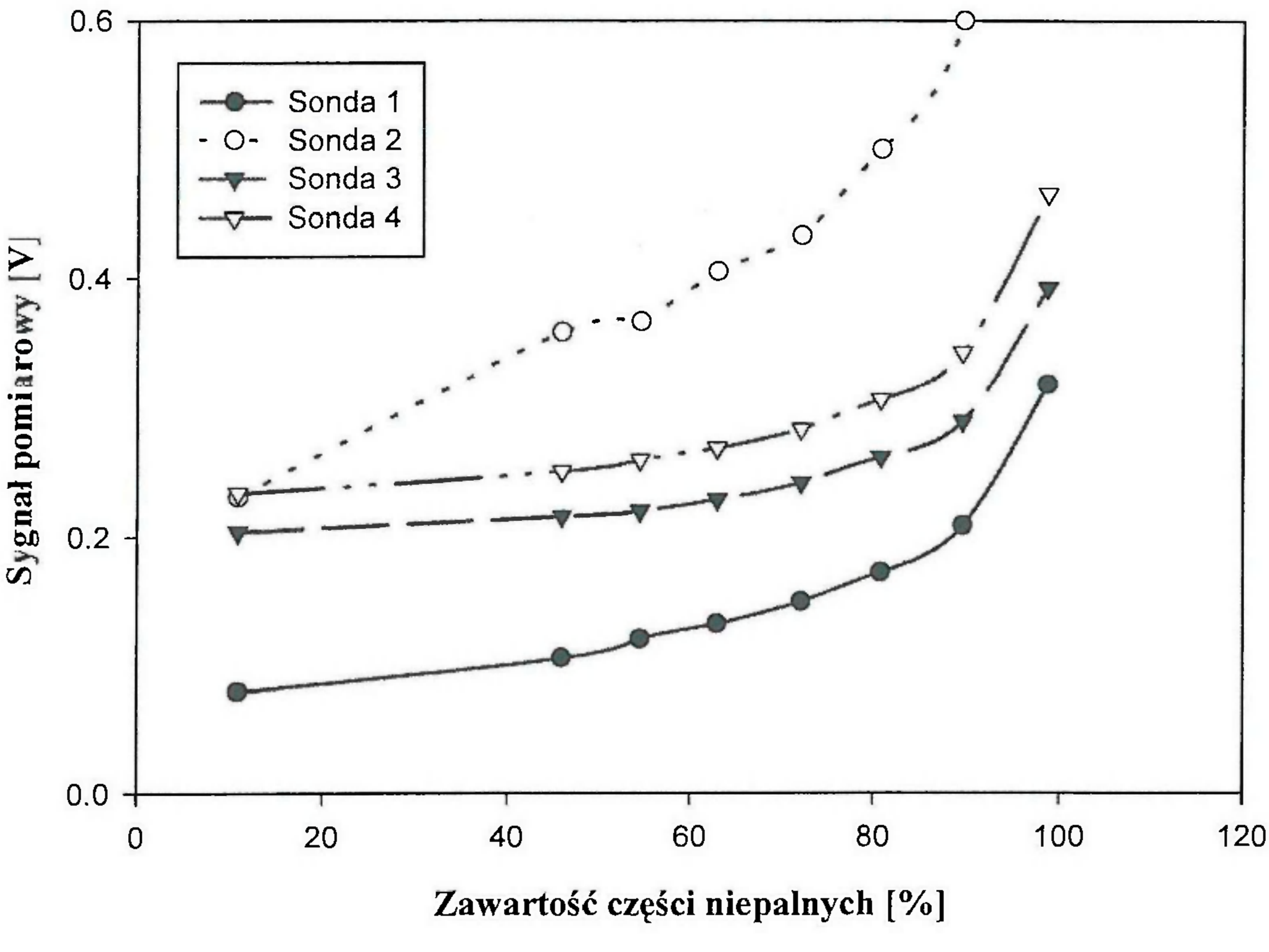
Jako warunki normalne badań, przyjęto:

- temperaturę otoczenia: 18°C ÷ 25°C utrzymywana z dokładnością ± 2°C,
- wilgotność względną: 50% ÷ 70% utrzymywana z dokładnością ± 10%,
- ciśnienie: 86 kPa ÷ 108 kPa utrzymywane z dokładnością ± 3 kPa,
- zasilanie: 5 V± 0.1 V z zasilacza stabilizowanego,
- głębokość zanurzenia sondy: 1 cm poniżej powierzchni próbki.

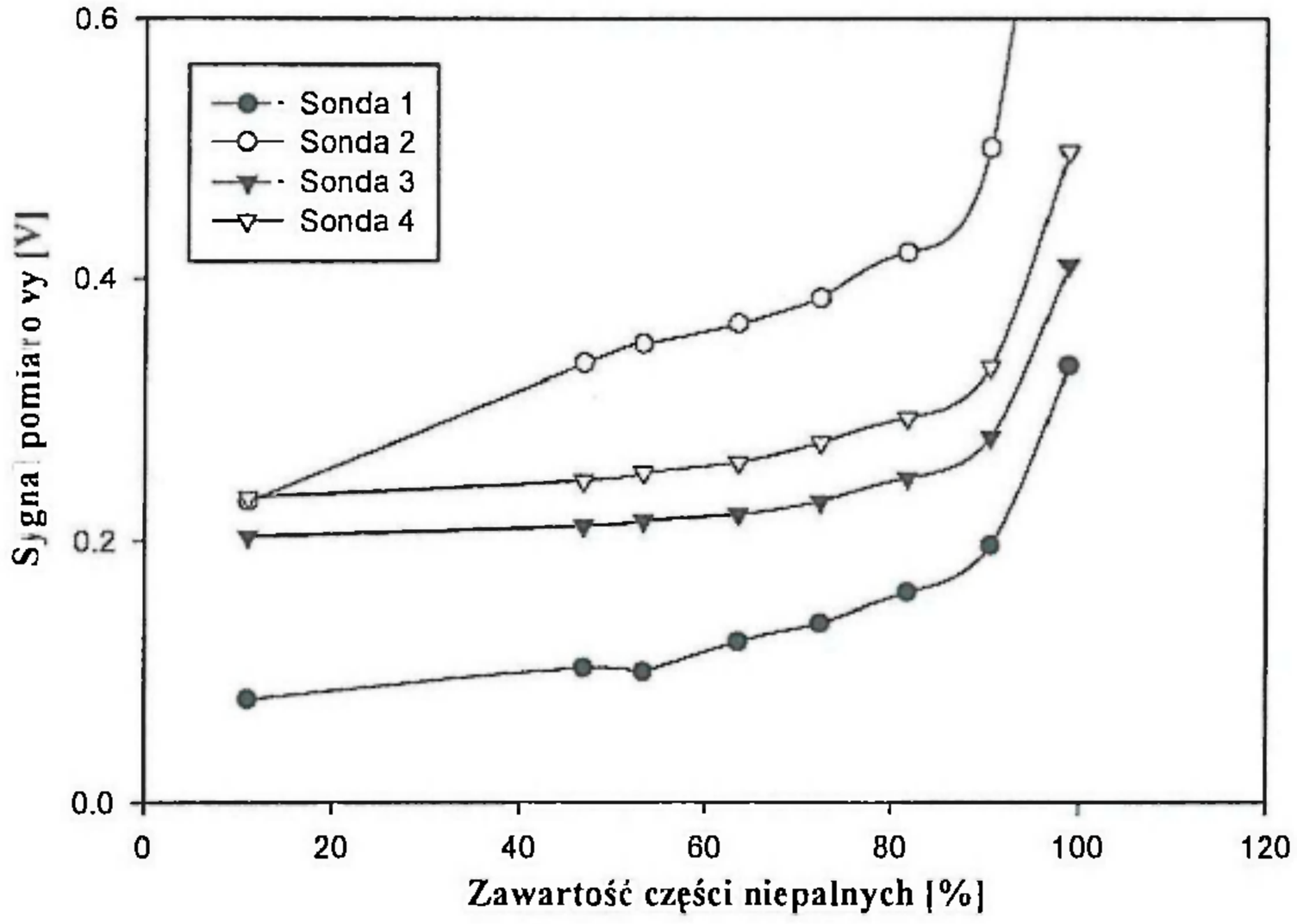
Celem badań było określenie charakterystyk przetwarzania fotoreflektorów i wpływu wielkości klimatycznych dla sformułowania wymagań konstrukcyjnych, metrologicznych i funkcjonalnych konstruowanego przyrządu.

5.1. Badania charakterystyk przetwarzania

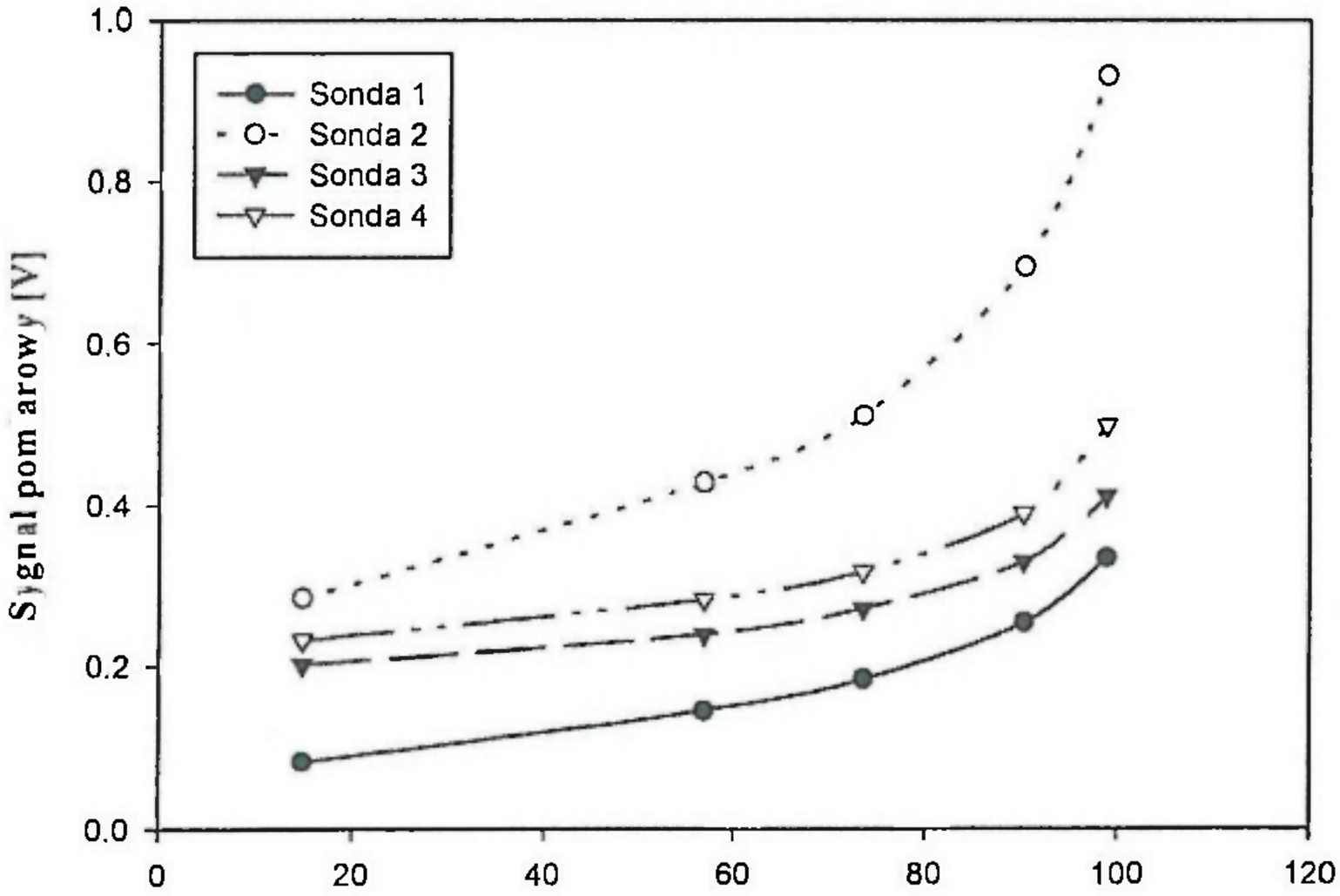
Wyniki badań charakterystyk przetwarzania przedstawiono na rysunkach 5.2, 5.3 i 5.4.



Rys. 5.2. Sygnały sond pomiarowych w mieszaninach pyłu węglowego „Barbara" d 85 z pyłem wapiennym stearynowanym.
Fig. 5.2. Measurement probe signal from mixtures of "Barbara d 85 dust – waterproof rock dust



Rys. 5.3. Sygnały sond pomiarowych w mieszaninach pyłu węglowego „Barbara" d 85 z pyłem wapiennym zwykłym
Fig. 5.3. Measurement probe signal from mixtures of "Barbara d 85 dust – rock dust



Rys. 5.4. Sygnały sond pomiarowych w mieszaninach pyłu węglowego „Barbara" d 25 z pyłem wapiennym zwykłym
Fig. 5.4. Measurement probe signal from mixtures of "Barbara" d 25 dust – waterproof rock dust

5.2. Wpływ zmian temperatury na sygnał fotoreflektorów

Badania wykonano w szafie klimatycznej w stałych warunkach wilgotności, w zakresie temperatur 0 ÷ +40 °C.

Stwierdzono, że zmiana sygnału pomiarowego we wszystkich sondach jest podobna i wynosi od 6 mV/ °C do 8 mV/ °C. sygnał wzrasta ze wzrostem temperatury. Nie jest to wynik zmiany barwy badanych próbek lecz dryft temperaturowy fotodiody odbiornika. Z uwagi na stwierdzone wartości czułości przetwarzania wpływ temperatury jest relatywnie najmniejszy na wskazania sondy 2.

5.3. Wpływ zmian wilgotności na sygnał fotoreflektorów

Badania wykonano w zakresie wilgotności względnej pyłów od 40 rh do 95 rh. Wpływ zmian wilgotności względnej na wskazania jest pomijalnie mały.

Zmywanie przodka i ociosów wodą przed wykonaniem strzelania jest jednym ze środków zabezpieczających przed wybuchem pyłu węglowego. W wyniku badań wpływu zmian wilgotności bezwzględnej na wskazania sond, stwierdzono:

- pył stearynowany wchłania wodę w znikomym stopniu i jej obecność w mieszaninie pyłów nie wpływa na sygnał pomiarowy,
- pył zwykły wchłania wodę zmieniając barwę, co powoduje znaczącą zmianę sygnału w kierunku niższych zawartości części niepalnych; zaniżanie wskazań dochodzi do 30 % gdy mieszanina pyłu z wodą osiąga konsystencję płynną.

5.4. Czas odpowiedzi ustalonej fotoreflektorów

Podczas skokowych zmian oświetlenia sondy osiągały ustaloną wartość odpowiedzi w czasie < 1 s. Podczas pomiarów w mieszaniach pyłów czas odpowiedzi ustalonej był mniejszy niż 3 s.

6. Wnioski z badań

1. Wszystkie badane elementy wykazują zdolność konwersji zmiany koloru mieszaniny pyłów – będącej wynikiem zmian zawartości części niepalnych – na sygnał elektryczny. Najwyższą czułość przetwarzania wykazuje fotoreflektor P7816.
2. Na wartość sygnału pomiarowego wpływają następujące parametry mieszaniny pyłów:
   - zawartość części niepalnych,
   - granulacja pyłu węglowego,
   - rodzaj pyłu kamiennego,
   - rodzaj pyłu węglowego.

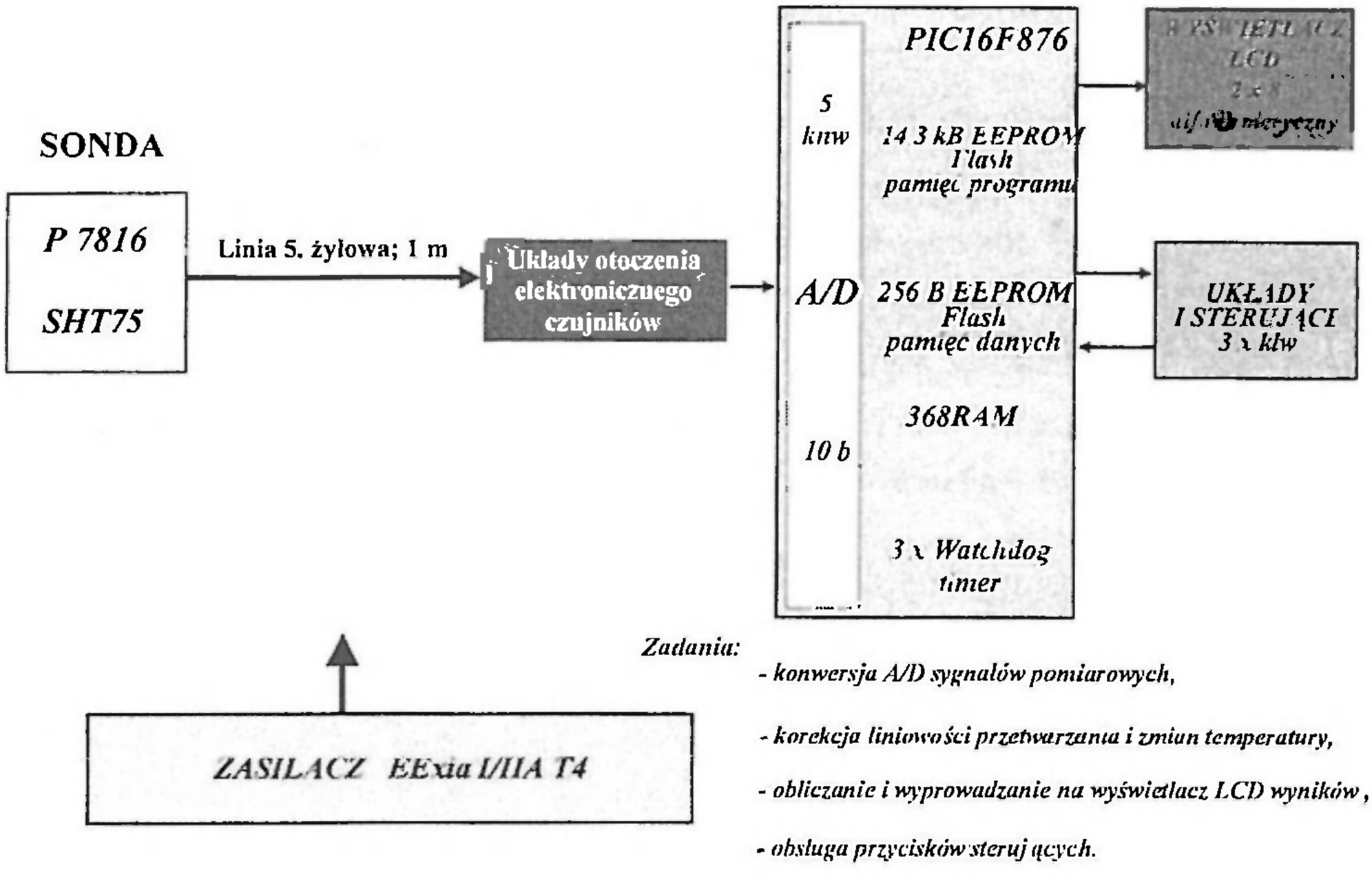
   Kalibrację przyrządu należy przeprowadzać dla konkretnych: pyłów węglowego i kamiennego, występujących w rejonie kopalni gdzie będą wykonywane pomiary. Wpływ granulacji należy ograniczyć na etapie przygotowania próby do badań (np. odrzucając pył o średnicy ziaren wyższej niż zadana).
3. Elementy detekcyjne mają nieliniowe charakterystyki przetwarzania. Charakter nieliniowości umożliwia korekcję w oparciu o max. trzy proste aproksymujące.

4. Stwierdzony wpływ zmian temperatury na sygnał pomiarowy wymaga korygowania podczas pomiarów w oparciu o dodatkowy czujnik temperatury.
5. Wpływ zmian wilgotności bezwzględnej może być ograniczany odpowiednią procedurą pobierania lub przygotowania próby do pomiaru. Korekcja tego wpływu na podstawie wyników równoległych pomiarów wilgotności bezwzględnej dodatkowym czujnikiem jest trudna z uwagi na konieczność adaptacji istniejących rozwiązań czujników do wymagań budowy iskrobezpiecznej i_a.
6. W badaniach stwierdzono wpływ głębokości zanurzenia sondy na wskazania w różnych warunkach oświetlenia zewnętrznego. Konstrukcja mechaniczna sondy powinna ten wpływ eliminować.

7. Założenia dla rozwiązania układowego przyrządu

1. Konieczność linearyzacji charakterystyki przetwarzania oraz eliminacja wpływów wielkości klimatycznych wymaga zastosowania sterownika mikroprocesorowego. Antycypując stopień złożoności programu i ilość niezbędnych zmiennych kalibracyjnych, sterownik powinien posiadać następujące podstawowe parametry:
   - 4 kB pamięci programu,
   - 128 B pamięci RAM,
   - 64 B pamięci EEPROM,
   - 3 kanały przetwornika A/D o rozdzielczości 8 b,
   - magistrala I²C.
2. Proces kalibracji i zmiany nastaw przyrządu powinny się odbywać przy pomocy 3. klawiszowej klawiatury, bez zewnętrznych elementów nastawczych.
3. Wyniki pomiarów i komunikaty powinny być wyświetlane na wyświetlaczu alfanumerycznym LCD 2 x 8, z podświetlaniem.
4. Procedury programowe powinny po każdym włączeniu proponować kalibrację lub pomiar. W przypadku zastosowania czujnika wilgotności bezwzględnej, program powinien umożliwiać wyłączenie procedur korekcyjnych w przypadku pomiarów mieszanin z pyłem stearynowanym.
5. Zewnętrzna sonda pomiarowa powinna być łączona z przyrządem przewodem 5. żyłowym o długości 1 m. Sonda powinna zawierać fotoreflektor P 7816 i czujnik temperatury TMP 36. Należy przewidzieć miejsce na ewentualne zastosowanie czujnika wilgotności bezwzględnej.
6. Przyrząd powinien być zasilany z wewnętrznej baterii akumulatorów i posiadać autonomię zasilania min. 16 h.
7. Rozwiązanie układowe powinno spełniać wymagania budowy przeciwwybuchowej właściwe dla cechy Eex i_a I/IIA T4, a obudowa powinna spełniać wymagania IP 54.
8. Rozwiązanie konstrukcyjne powinno zapewniać obsługę przyrządu jedną ręką. Waga przyrządu nie może przekraczać 400 g.

Schemat blokowy proponowanego rozwiązania przedstawia rysunek 7.1.



Rys. 7.1. Schemat blokowy przyrządu do szybkiego oznaczania zawartości części niepalnych w pyle węglowym

Fig. 7.1. General Scheme of the Instrument

8. Wnioski

1. Przyrząd przenośny do szybkiego, bezpośredniego oznaczania zawartości części niepalnych stałych w strefach zabezpieczających przed wybuchem pyłu węglowego oparty na zależności intensywności odbicia światła od składu chemicznego pyłu jest możliwy do skonstruowania w wykonaniu iskrobezpiecznym.
2. Rozstrzygnięcia wymaga problem eliminacji wpływów wilgotności bezwzględnej. Ponieważ prace konstrukcyjne mogą biec niezależnie do finalnej wersji oprogramowania, poszukiwania rozwiązania tego problemu nie wpłyną na opóźnienie prac nad projektem.

Literatura

[1] Cybulski W. B. 1973.: Wybuchy pyłu węglowego i ich zwalczanie. Wydawnictwo Śląsk;
[2] Dziubiński J., Sikora T. 1999: Pomiar zawartości części niepalnych stałych w pyłach kopalnianych za pomocą miernika PYLOX – Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie (wyd. WUG) nr 10,
[3] Krzystolik P. i in. 1985: Portable Coal Dust /Stone Dust Analyzer, Proceedings of the 2nd US Mine Ventilation Symposium, Rotterdam, A.A. Balkema ed.
[4] Krzystolik P., Lebecki K. 1985: Further Development of the Anlyzer for Quick Control of Solid Incombustibles Content; Proceedings of the 21th International Conference of Safety in Mines Researche Institutes, Roterdam, A. A. Balkema ed.

[5] Lebecki K. i in. 1976: Laboratoryjne urządzenie do pomiaru zawartości części niepalnych stałych w strefach opylanych metodą radiometryczną; Przegląd Górniczy, nr 6.
[6] PN-G-04037:1998: Zabezpieczenie przeciwwybuchowe zakładów górniczych – Zabezpieczenie przed wybuchem pyłu węglowego – Oznaczanie zawartości części niepalnych w pyle kopalnianym.
[7] Sapko M.J., Watson R.W. 1985: A novel rock dust meter, Proceedings of the 21st International Conference of Safety in Mines Research Institutes Sydney, 21-25 October, Rotterdam, Boston.

Instrument for quick determination of incombustible content in deposited dust as a protection against coal dust explosion propagation

Abstract

The prototype and test results of the instrument for quick determination of incombustible content in deposited dust as a protection against coal dust explosion propagation are presented. Presently existing methods do not permit obtain a quick information about incombustible content, then the proper protection of workings. As an operation principle of the instrument the dependence of reflection of infrared radiation intensity on incombustible content in the sample is chosen. The measurement will be done in the sampling site. The range of the instrument is 0-100% of incombustible, reading direct, supply autonomous, weight no more than 0.5 kg, intrinsic safe.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Nikodem Szlązak

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.155–163

Stanisław LOSIAK, Jan PTAK
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków, tel. (0-12) 617-23-12
Ryszard BEDNARZ, Jacek GERLICH
CMG KOMAG w Gliwicach

Podporność sekcji obudowy pola pasa oporowego w wyrobisku wydobywczym

Słowa kluczowe

górnictwo węglowe – obudowy ścianowe – podporność obudów – pasy oporowe

Streszczenie

W referacie przedstawiono obudowę dwusekcyjną przeznaczoną do ochrony stropu w polu pasa oporowego przed rozwarstwieniem i łamaniem skał, umożliwiającą wykonywanie pasa oporowego o pożądanych parametrach. Określono zadania pasa oporowego. Podano kryterium dla oceny stopnia zagrożenia w polu pasa oporowego i doboru podporności sekcji obudowy. Przedstawiono propozycje wyznaczania podporności wstępnej i roboczej sekcji obudowy.

1. Wstęp

Na rynku dostępne są w skali masowej, a więc względnie tanie materiały szybkowiążące i uzyskujące dobrą wytrzymałość na ściskanie. Ze względu na te walory, mogą być one przydatne do budowania pasa oporowego w ścianowych wyrobiskach wydobywczych. Ich dostępność umożliwia budowanie pasów oporowych o pożądanych parametrach, spełniających nakładane zadania.

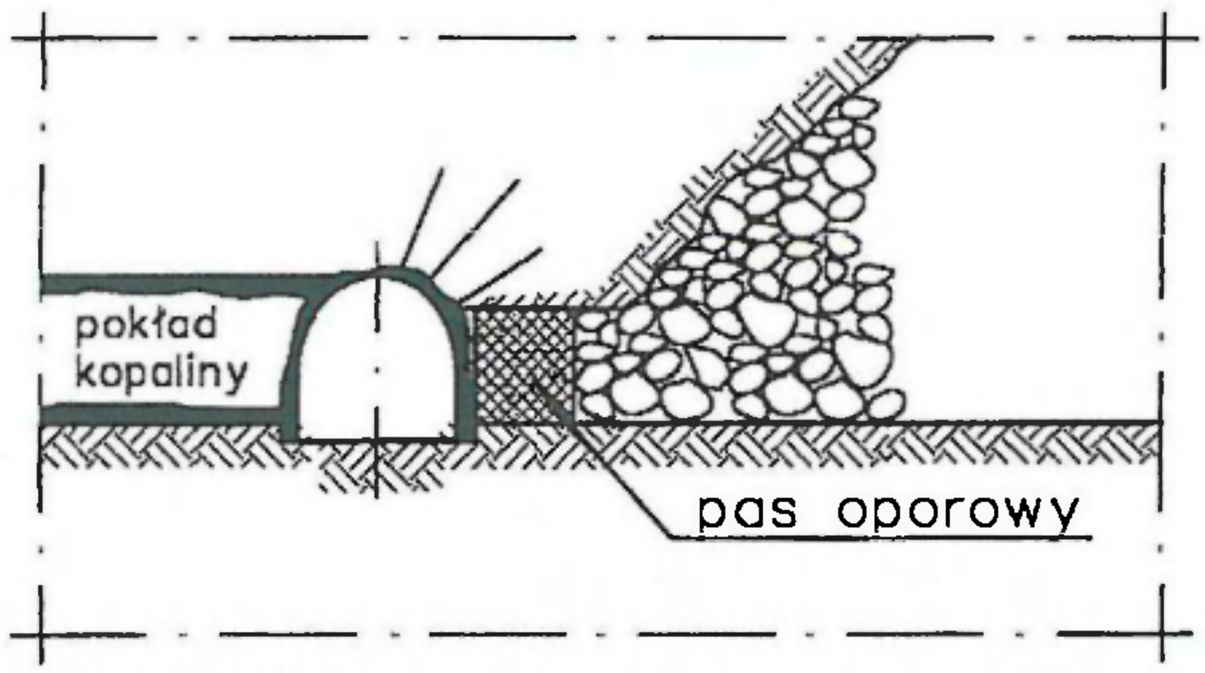
Dla potrzeb górnictwa węglowego opracowano technologię budowania pasa oporowego i zestaw obudowy, umożliwiającej wybieranie kopaliny ze ściany oraz wykonywanie pasa oporowego, przeznaczonej do utrzymywania stropu w polu pasa oporowego [1, 2].

Utrzymywanie stropu w polu pasa oporowego w dobrym stanie jest bardzo istotne. Strop w dobrym stanie warunkuje właściwe wykonanie pasa. Pas oporowy wykonany pod stropem niepołamanym i nierozwarstwionym będzie mógł w takim stanie utrzymać strop, a przez to będzie mógł zrealizować zakładane zadania. Utrzymanie stropu w dobrym stanie nad polem pasa oporowego o znacznej rozpiętości w odniesieniu do wysokości wyrobiska jest głównym problemem w technologii wykonywania pasa oporowego równocześnie z wybieraniem kopaliny. Utrzymanie stropu w dobrym stanie może zapewnić odpowiednie oddziaływanie na niego obudową. Niezbędne więc jest określenie wymaganej podporności dla obudowy pasa oporowego i dobranie podporności sekcji tej obudowy do podporności wymaganej [3]. Ważną kwestią jest ustalenie zagrożeń, jakie wystąpić mogą w polu pasa oporowego.

2. Lokalizacja pasa oporowego

Pas oporowy w ścianowym wyrobisku wydobywczym wykonywany jest wzdłuż chodnika przyścianowego, który zachowany ma być przez dłuższy czas, aby umożliwić wybieranie kopaliny z sąsiedniego pola (rys. 2.1). Zadaniem pasa jest więc ochrona chodnika, by nie był zaciskany działaniem górotworu. Pas oporowy może także chronić zasoby kopaliny z sąsiedniego pola, przeznaczone do późniejszego wybierania. W tym celu powinien utrzymać skały stropu nad sobą i chodnikiem w stanie zwartym, by szczelnie odgradzać zroby od niewybranego pokładu.

Przestrzeń tworzona na wskutek wybierania kopaliny za polem pasa oporowego jest likwidowana zawałem stropu. Gruzowisko skał zawałowych obsypuje pas oporowy chroniąc go przed rozgniataniem, co wspomaga pas w wykonaniu założonych zadań. Wykonanie zadań przez pas oporowy mogą ułatwić także kotwy wprowadzane do stropu chodnika (rys. 2.1).



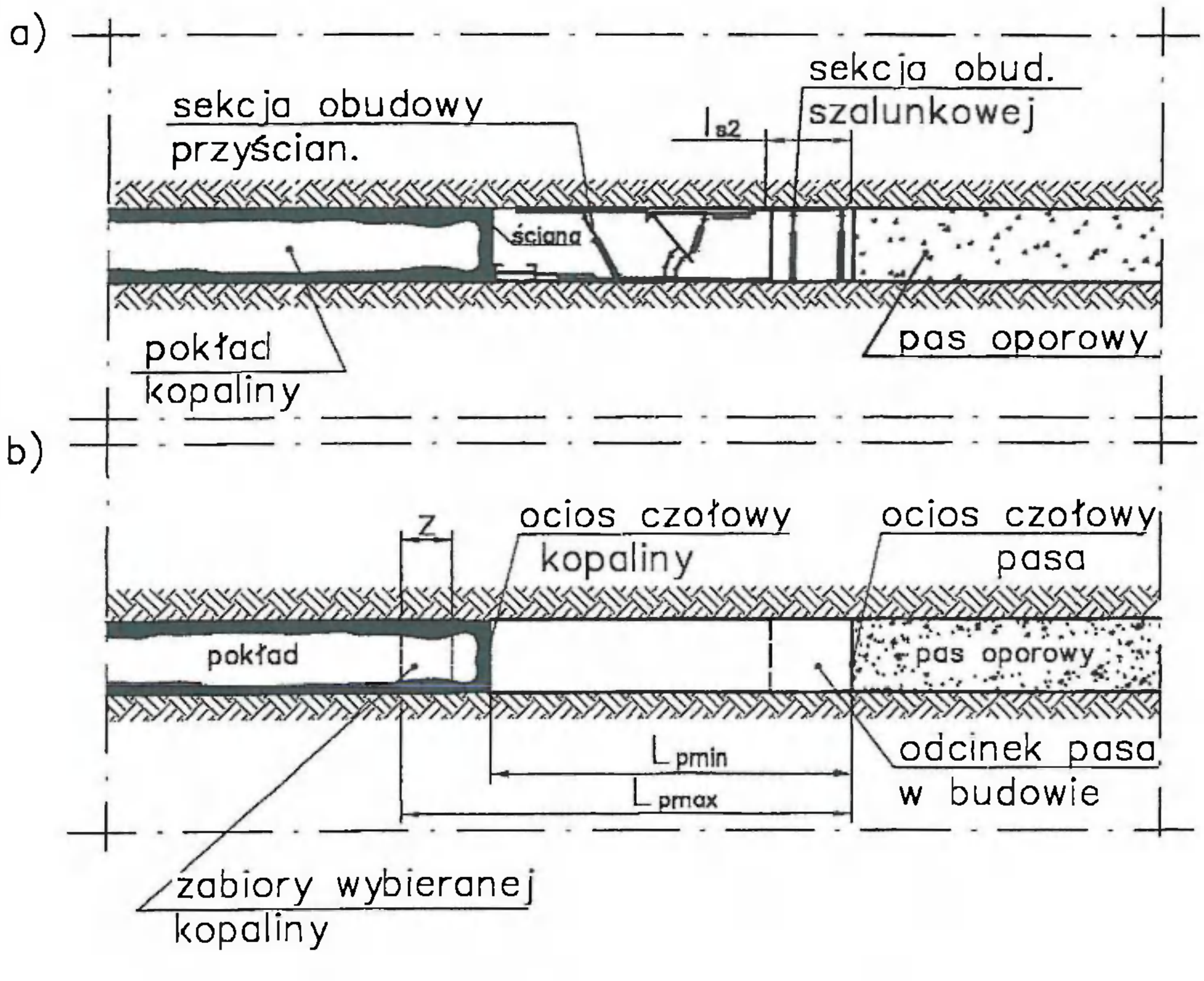
Rys. 2.1. Usytuowanie pasa oporowego w wyrobisku
Fig. 2.1. Position of resistance strip in a working

3. Obudowa do pola pasa oporowego

Pojedynczy zestaw obudowy wg projektu [1] składa się z dwóch sekcji i jest wystarczający do utrzymywania stropu w polu pasa oporowego. Obie sekcje mają szersze od standardowych stropnice. Sekcje ustawione są jedna za drugą (rys. 3.1). Sekcja pierwsza, przyścianowa wykonana jest w wyniku przystosowania sekcji standardowej, z których zestawiona jest obudowa w wyrobisku ścianowym. Pomiędzy sekcjami standardowymi i sekcją ustawioną w polu pasa oporowego znajduje się tzw. sekcja przejściowa. Różni się od standardowych sekcji tym, że ma przedłużoną stropnicę.

Sekcja pierwsza zestawu obudowy pola pasa oporowego poza tym, że ma poszerzoną stropnicę, ma jeszcze stropnicę tylną, rozpieraną dwoma stojakami ustawionymi na osłonie odzawałowej. W zestawie zastosowano jako pierwszą sekcję lemniskatową dlatego, że tego rodzaju sekcje stosowane są powszechnie w ścianach węglowych, szczególnie górnictwa krajowego.

Sekcja druga, ustawiona za pierwszą jest sekcją podpornościową, rozpieraną czterema stojakami. Wyposażona jest w zbiornik szalunkowy. Obie sekcje połączone są ze sobą siłownikami hydraulicznymi służącymi jako przesuwniki. Sekcja pierwsza wykonuje te same sekwencje ruchowe co pozostałe sekcje tworzące obudowę wyrobiska ścianowego. Sekcja pierwsza wydziela z wyrobiska przedział technologiczny dla maszyn wybierających kopalinę.



Rys. 3.1. Ustawienie sekcji obudowy w polu pasa oporowego
Fig. 3.1. Setting of supports section in the field of resistance strip

Sekcja druga służy do budowania odcinkami pasa oporowego. Czas wykonywania odcinka pasa oporowego limitowany jest czasem wiązania materiału budującego pas. Ze względu na czas wiązania materiału, dobierana jest długość odcinka i ilość cykli wybierania kopaliny standardowym zabiorem. Długość odcinka pasa oporowego jest na ogół wielokrotnością zabioru, jakim wybierana jest kopalina. Wobec tego, sekcja druga obudowy przesuwana jest za sekcją pierwszą co dwa zabiory kombajnu. Na skutek tego, że sekcje obudowy przesuwane są różnymi odcinkami, w cyklu technologicznym wybierania kopaliny i budowania pasa oporowego zmienia się rozpiętość pasa oporowego (rys. 3.1b). Rozpiętość pasa oporowego L_{pmin} lub L_{pmax} wyznaczona jest ociosem czołowym ściany kopaliny i ociosem czołowym pasa oporowego, gotowym do utrzymywania stropu w polu pasa oporowego. Strop nad polem pasa oporowego utrzymywany jest nie tylko sekcjami obudowy, ale również pasem oporowym pokładem kopaliny. Zasadne jest więc pytanie: jak oddziaływać na strop sekcjami obudowy, aby nie niszczyć tym działaniem skał stropu, szczególnie z jego warstwy zewnętrznej, a w jakim stopniu obciążyć stropem ociosy pokładu kopaliny i pasa oporowego. Pytanie zasadnicze to: w jakich warunkach strop nad polem pasa oporowego zostanie utrzymany przez pas oporowy i pokład kopaliny oraz jakie w jego ociosach wywołane zostaną skutki ciśnieniem eksploatacyjnym [4].

4. Zagrożenia dla ociosów pola pasa oporowego

Dla ociosów pola pasa oporowego zagrożeniem podstawowym jest ciśnienie eksploatacyjne. Jeżeli wyrobisko jest bez obudowy, maksymalną wartość ciśnienia eksploatacyjnego w ociosach można wyznaczyć z zależności [4]:

$$\sigma_{z\max} = \frac{(1+\alpha)(1-\nu)-\nu}{1-\nu}\,\gamma H \tag{4.1}$$

Ciśnienie eksploatacyjne można wyznaczyć, gdy znane są:

H – głębokość górotworze, na jakiej znajduje się wyrobisko,

γ – przeciętny ciężar objętościowy skał nadległych nad wyrobiskiem,

ν – właściwa dla danej głębokości i skały w ociosie liczba Poisson'a,

α – współczynnik kształtu wyrobiska zależny od ilorazu rozpiętości i wysokości wyrobiska.

Dla danych warunków (γ, ν, H) ciśnienie eksploatacyjne będzie zmieniało się wraz ze współczynnikiem kształtu wyrobiska, a więc ze zmianą jego rozpiętości lub wysokości.

Jeżeli iloraz rozpiętości i wysokości wyrobiska mieści się w przedziale [1, 5], współczynnik jego kształtu dla dowolnej rozpiętości i wysokości wyrobiska można wyznaczyć z zależnosci:

$$\alpha_r = 0{,}84 + 0{,}29\left(\frac{L_x}{h_x} - 1\right) \tag{4.2}$$

Współczynnik kształtu wyrobiska będzie powiększał się dla danej wysokości h wraz ze wzrostem rozpiętości wyrobiska L_x. Tak samo będzie powiększał się przy danej rozpiętości wyrobiska L_x, gdy malała będzie jego wysokość h. Gdy $L = h$, współczynnik kształtu wyrobiska jest najmniejszy i maksymalne ciśnienie eksploatacyjne jest o 84% większe od składowej pionowej p_z pierwotnego stanu naprężenia. W danych warunkach w wyrobisku o stałej wysokości, przy uwzględnieniu dużej rozpiętości wyrobiska, jego ociosy mogą zostać zagrożone ciśnieniem eksploatacyjnym. Jeżeli wraz z rozpiętością wyrobiska rośnie ciśnienie eksploatacyjne, to maleje napięcie w skałach stropu i spągu. W wyrobiskach o względnie dużej rozpiętości ochrony wymagają ociosy, a nie strop i spąg [4]. Realne zagrożenie dla ociosów wyrobiska jest wtedy, gdy ciśnienie eksploatacyjne osiągnie wartość wytrzymałości skały R_c. Szczególnie niebezpieczne jest, gdy przekroczy wartość wytrzymałości na ściskanie, czyli gdy

$$\sigma_{z\max} > R_c \tag{4.3}$$

W tych przypadkach maksymalna wartość ciśnienia eksploatacyjnego przemieszcza się z powierzchni ociosu w głąb calizny skalnej i skała z ociosu może być gwałtownie wyrzucana do wyrobiska.

Zjawiska dynamiczne, a także samozagrożenie ociosów ciśnieniem eksploatacyjnym w danych warunkach (γ, H, α) zależy od rodzaju skały w ociosie. Skały w danych warunkach (γ, H, α) mają różne liczby Poisson'a. W tablicy 4.1 podano przykładowe liczby Poisson'a dla węgla kamiennego i łupka w zależności od głębokości zalegania. Skały w ociosach mające mniejszą

liczbę Poisson'a będą bardziej zagrożone ciśnieniem eksploatacyjnym. Ze względu na to, że pole pasa oporowego z uwagi na konieczność wprowadzenia do niego dwóch sekcji obudowy (rys. 3.1), ma względnie dużą rozpiętość, szczególnie gdy wybierany pokład ma małą grubość, konieczna jest w nim obudowa dla ochrony jego ociosów. Podpomości sekcji obudowy powinny być dobrane w zależności od zagrożenia ociosów ciśnieniem eksploatacyjnym. Szczególnie starannie należy dobierać podporność wstępną sekcji pierwszej.

Tablica 4.1. Wartości liczby Poisson'a
Table 4.1. Poisson ratio value

Skała	*H*, m				
	400	450	500	550	600
Węgiel	0,3977	0,4076	0,4167	0,4252	0,4330
Łupek	0,1448	0,1562	0,1671	0,1776	0,1877

5. Dobieranie podporności sekcji obudowy

W polu pasa oporowego nie ma zagrożenia dla jego ociosów, jeżeli ciśnienie eksploatacyjne spełnia warunek:

$$\sigma_{z\max} < R_c \tag{5.1}$$

Jeżeli ciśnienie eksploatacyjne w ociosach pola oporowego nie spełnia warunku (5.1), zagrożenie dla ociosów można zniwelować doprowadzając obudową do jego zmniejszenia. Taki efekt można uzyskać skracając sekcją obudowy rozpiętość pola albo redukując w odpowiednim stopniu składową pionową pierwotnego stanu naprężenia. Można zmniejszyć ciśnienie eksploatacyjne stosując jednocześnie oba działania, wykorzystując odpowiednio sekcję pierwszą i drugą obudowy.

Wykorzystanie sekcji drugiej obudowy do skracania rozpiętości pola pasa oporowego możliwe jest z uwagi na warunki jej pracy. Sekcja ta podpiera strop już naruszony działaniem sekcji pierwszej i po określonym czasie od jego odsłonięcia. Dlatego może być rozpierana podpornością wstępną większą od tej, jaką rozpierana jest sekcja pierwsza. Ewentualne rozgniecenie i połamanie skały z warstwy zewnętrznej stropu nie stwarza problemu, ponieważ sekcja będzie przesuwana do nowego miejsca posadowienia dopiero po podbudowaniu stropu wykonanym odcinkiem pasa oporowego. Sekcja druga obudowy ma chronić strop dopóki odcinek pasa oporowego nie uzyska pełnej nośności i przejmie funkcję podpierania stropu. Praktycznie, sekcja druga może być rozpierana podpornością wstępną odpowiadającą wytrzymałości pasa oporowego na ściskanie R_{cp}. Sekcja druga rozparta podpornością wstępną, generującą

pomiędzy stropnicą i stropem nacisk równy wytrzymałości na ściskanie pasa oporowego skraca przedział technologiczny o długość swojej stropnicy (rys. 3.1b).

Sekcja druga, podporowa (w postaci ramy), rozpierana czterema stojakami powinna mieć stojaki każdy o podporności określonej zależnością:

$$P_{sw} = R_{cp}\left(\frac{F_{st}}{A}\right) \tag{5.2}$$

gdzie

F_{st} – powierzchnia stropnicy sekcji przenosząca podporność stojaków na strop.

Sekcja może mieć stojaki o podporności roboczej dowolnie większej od podporności wstępnej wyznaczonej z zależności (5.2). Wykorzystanie podporności roboczej sekcji zależne jest tylko od działania stropu i nie musi być pełne [5].

Rozparcie sekcji drugiej zestawu obudowy w polu pasa oporowego podpornością wstępną skutkującą naciskiem na strop równym wytrzymałości pasa oporowego na ściskanie przez to, że skraca rozpiętość pola i zmniejsza ciśnienie eksploatacyjne w jego ociosach. Sekcja pierwsza obudowy pola pasa oporowego znajduje się bezpośrednio przy ociosie kopaliny. Przypierana jest do stropu w krótkim czasie po jego odsłonięciu, aby opóźnić konwergencję skał. Podporność wstępna nie powinna niszczyć skały z zewnętrznej warstwy stropu. Aby jednak neutralizowała zagrożenie ociosu ciśnieniem eksploatacyjnym powinna mieć podporność wstępną skutecznie zmniejszającą działanie stropu na niego.

Podporność wstępną można wyznaczyć z dwóch warunków:

- nacisk, jaki stropnica sekcji wywiera na strop podpornością wstępną powinien równoważyć nacisk pochodzący od ciężaru stropu bezpośredniego,
- nacisk wywierany stropnicą sekcji rozpieranej podpornością wstępną na strop powinien zmniejszać składową pionową pierwotnego stanu naprężenia w górotworze tak, aby ciśnienie eksploatacjne spełniało warunek:

$$\sigma_{z\max} = \left(\alpha + 1\right)\left(p_z - p_{opz}\right) - p_H = R_c \tag{5.3}$$

Na podstawie warunków (5.3), po uwzględnieniu związku występującego pomiędzy składowymi pierwotnego stanu naprężenia p_z i p_H otrzymuje się zależność wyznaczającą ciśnienie jakim stropnica przypierana podpornością wstępną stojaków oddziaływuje na strop:

$$p_{opz} = \frac{1-2\nu+\alpha(1-\nu)}{(1-\nu)(1+\alpha)}\gamma H - R_c \tag{5.4}$$

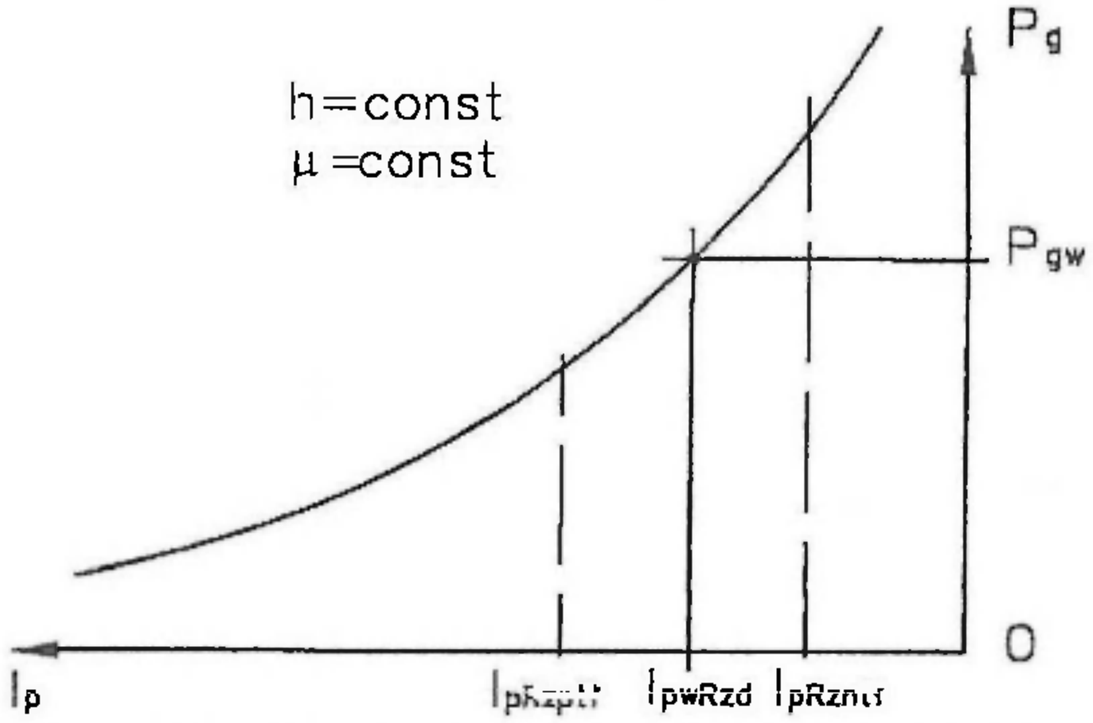
Ciężar stropu bezpośredniego grubości H_o wywiera na stropnicę nacisk określony zależnością:

$$p_G = \gamma H_o \tag{5.5}$$

Sekcja pierwsza jest sekcją lemniskatową. Rozpierana podpornością wstępną stojaków P_{sw} przekazuje przez stropnicę na strop siłę wg zależności [5]:

$$P_{gw} - P_{sw}\,\chi_w \tag{5.6}$$

Prosta działania tej siły przechodzi przez punkt na długości stropnicy, położenie którego zależy od wysokości rozparcia i współczynnika tarcia pomiędzy stropnicą i stropem (rys. 5.1).



Rys. 5.1. Charakterystyka podporności sekcji lemniskatowej w zależności od położenia prostej działania podporności

Fig. 5.1. Supporting strength characteristics of lemniscate section according to the straight line aspect of supporting strength operation

Przekazywana na strop siła P_{gw}, a szczególnie położenie jej prostej działania na długości stropnicy, odmierzane od osi pionowej środka geometrycznego przegubu łączącego stropnicę z osłoną odzawałową, jest wynikiem nierównomiernego rozkładu nacisku przenoszonego na strop. Przyjmuje się więc, że nacisk pochodzący od podporności wstępnej stojaków wyrażający podporność sekcji jest przenoszony odcinkiem stropnicy, którego środkiem geometrycznym jest punkt przyłożenia prostej działania podporności jako wypadkowej nacisku. Odcinek ten wyznacza różnica współrzędnych położenia prostej działania podporności odpowiadającej rozparciu siłownika zastrzałowego przestrzenią podtłokową $R_{zptł}$ i nadtłokową $R_{zntł}$ (rys. 5.1). Na podstawie przedstawionych założeń można wyznaczyć podporności stojaków dla ciśnień podanych zależnością (5.4) i (5.5).

Z zależności (5.4) otrzymuje się:

$$P_{swpz} = \left[\frac{1-2\nu+\alpha(1-\nu)}{(1+\alpha)(1-\nu)}\,\gamma H - R_c\right]\left(l_{pRzptł} - l_{pRzntł}\right)t \tag{5.7}$$

Natomiast z zależności (5.5) otrzymuje się:

$$P_{swG} = \gamma H\left(l_{pRzptł} - l_{pRzntł}\right)t \tag{5.8}$$

gdzie

t – szerokość stropnicy sekcji.

Jeżeli sekcja obudowy ma dwa stojaki, podporność wstępna jednego jej stojaka równa jest podporności wstępnej, wyznaczonej z zależności (5.7) lub (5.8).

Podporność robocza stojaków sekcji pierwszej może być znacznie wyższa od podporności wstępnej. Podporność robocza sekcji wynikająca z podporności roboczej jej stojaków nie ma wpływu na utrzymanie skał stropowych. Wykorzystanie sekcji kształtowane jest zachowaniem się skał stropu. W krytycznych warunkach może być w pełni wykorzystana i może uchronić skały stropu przed rozwarstwieniem do zasięgu strefy zawałowej stropu.

6. Zakończenie

Wykorzystanie pasa oporowego w ścianowych wyrobiskach wydobywczych z materiałów szybkowiążących i uzyskujących wymaganą wytrzymałość na ściskanie, potrzebną do utrzymania stropów w stanie zwartym wprowadzone zostanie do praktyki, jeżeli pasy oporowe spełniać będą oczekiwania. Pasy oporowe wykonywane zgodnie z zaprezentowaną technologią [1] mają szanse spełnić założone zadania, jeżeli budowane będą pod stropem pola pasa oporowego utrzymanym w dobrym stanie. Dobry stan stropu nad polem pasa oporowego możliwy jest do zachowania właściwym oddziaływaniem na niego obudową. Właściwe oddziaływanie może być wypracowane tylko w praktyce. Dla wypracowania właściwego oddziaływania obudową na strop pola pasa oporowego tak, aby nie ulegał rujnowaniu, potrzebne są ukierunkowania dla eksperymentów i zbierania doświadczeń. Dla właściwego ukierunkowania eksperymentów niezbędne są teorie. Taką próbę rozważań teoretycznych przedstawiono w niniejszym referacie.

Literatura

[1] Ptak J., Losiak St., Klich A., Blaschke J.: Efektywna technologia prowadzenia pasa oporowego oraz środki techniczne jej stosowania w ścianach zawałowych. Zad. 2. Dobór wymaganej podporności sekcji zespolonej i pośredniej do prowadzenie pasa oporowego w ścianach zawałowych, AGH, Kraków, 2001 (Projekt celowy)

[2] Gerlich J., Cieślak Z., Lenard J.: Wykorzystanie konstrukcji obudowy osłonowej do mechanizacji wykonywania pasa oporowego w ścianach zawałowych. Prace naukowe GIG seria konferencje, nr 40. Konferencja nt. „Zmechanizowane obudowy ścianowe – teraźniejszość i perspektywy", Katowice – Brenna, 2002

[3] Ptak J., Losiak St., Bednarz R., Gerlich J.: Uwarunkowania dla zestawu obudowy do pola pasa oporowego wyrobiska ścianowego. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 2002, nr 12

[4] Sałustowicz A.: Zarys mechaniki górotworu. Wyd. „Śląsk", Katowice, 1968

[5] Losiak St., Ptak J., Liduchowski L.: Współdziałanie z górotworem sekcji lemniskatowych różniących się kinematyką. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 2002, nr 5

Supporting Strength of Supports Section Resistance Strip Field in Mining Working

Abstract

The article presents the two section supports destinated for a rock protection in the field or resistance strip against a delamination and breaking, enabling the resistance strip construction of demanded parameters. The tasks of the resistance strip have been defined. The criterion for an assessment of hazard state in the field of resistance strip as well as supporting strength selection of supports section have also been given. The proposition of assignment of initial and operating supporting strength of supports section has been presented.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Krzysztof Krauze

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.165–174

Tadeusz MAJCHERCZYK, Piotr MAŁKOWSKI
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków
Mieczysław LUBRYKA
Kopalnia Węgla Kamiennego „JAS-MOS", Jastrzębie-Zdrój

Naruszenie eksploatacją górniczą filarów ochronnych szybów na przykładzie KWK „JAS-MOS"

Słowa kluczowe

węgiel kamienny – filary ochronne szybów

Streszczenie

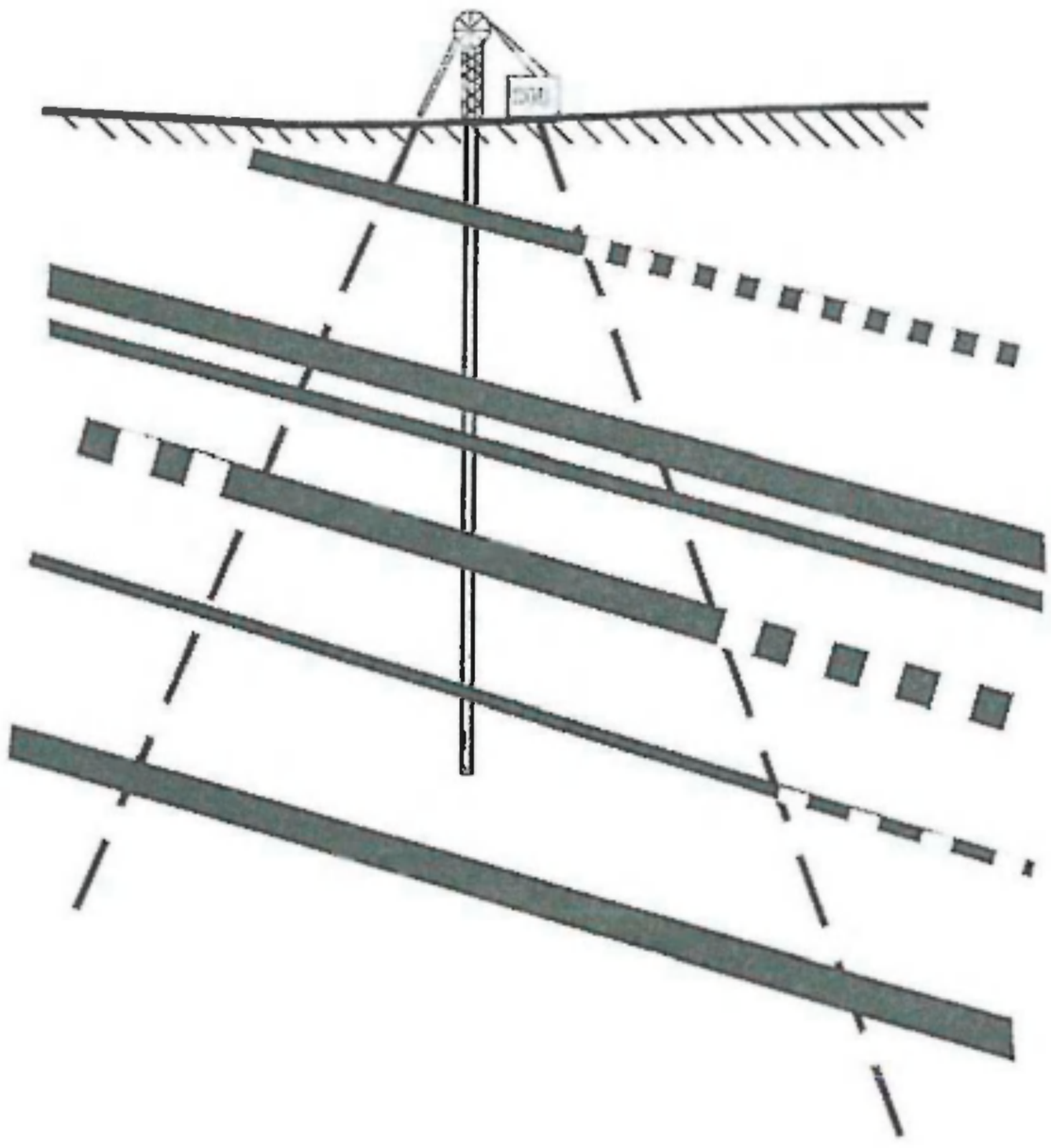
W referacie przedstawiono wyniki analizy wpływu eksploatacji okołofilarowej oraz wewnątrzfilarowej prowadzonej w KWK „JAS-MOS" na deformacje powierzchni terenu oraz deformacje rur szybowych. Analizie poddano filary szybowe dwóch szybów Jas-III i Jas-V, które naruszono eksploatacją górniczą. Wykorzystując wyniki pomiarów geodezyjnych, jakie wykonano w warunkach naturalnych pokazano, że w warunkach kopalń węgla kamiennego istnieje możliwość częściowego naruszenia wyznaczonych granic filarów szybowych nie powodując uszkodzeń i deformacji tych szybów. Wydłużony w ten sposób bieg ścian pozwala w sposób beznakładowy uzyskać dodatkowe wydobycie.

1. Wstęp

Podczas eksploatacji węgla dla ochrony szybu i obiektów związanych z szybem, a znajdujących się na powierzchni pozostawia się nie wybraną część złoża nazywaną filarem ochronnym. Filar ochronny wyznacza się korzystając z odpowiednich instrukcji i przepisów, a jego wielkość zależy od warunków górniczo-geologicznych i górniczo-technicznych [5, 6].

Konieczność pozostawiania w otoczeniu szybów nienaruszonego filara przy jednoczesnym zwiększaniu głębokości eksploatacji, sprawia, że ilość węgla uwięzionego w filarze staje się ogromna (rys. 1.1). Dlatego też kapitalnego znaczenia nabierają sposoby sięgnięcia do tych uwięzionych rezerw. Jedną z możliwości jest prowadzenie eksploatacji ścianowej, naruszającej częściowo wyznaczone granice filarów szybowych [1].

W niniejszym referacie przedstawiono wybrane wyniki badań deformacji rury szybowej oraz powierzchni terenu, dla szybów Jas-III i Jas-V, których filar kilkakrotnie naruszony został działalnością górniczą



Rys. 1.1. Kształt filara ochronnego szybu z pokładami uwięzionymi wewnątrz filara
Fig. 1.1. The shape of a safety pillar of a pit shaft with deposits trapped inside the pillar

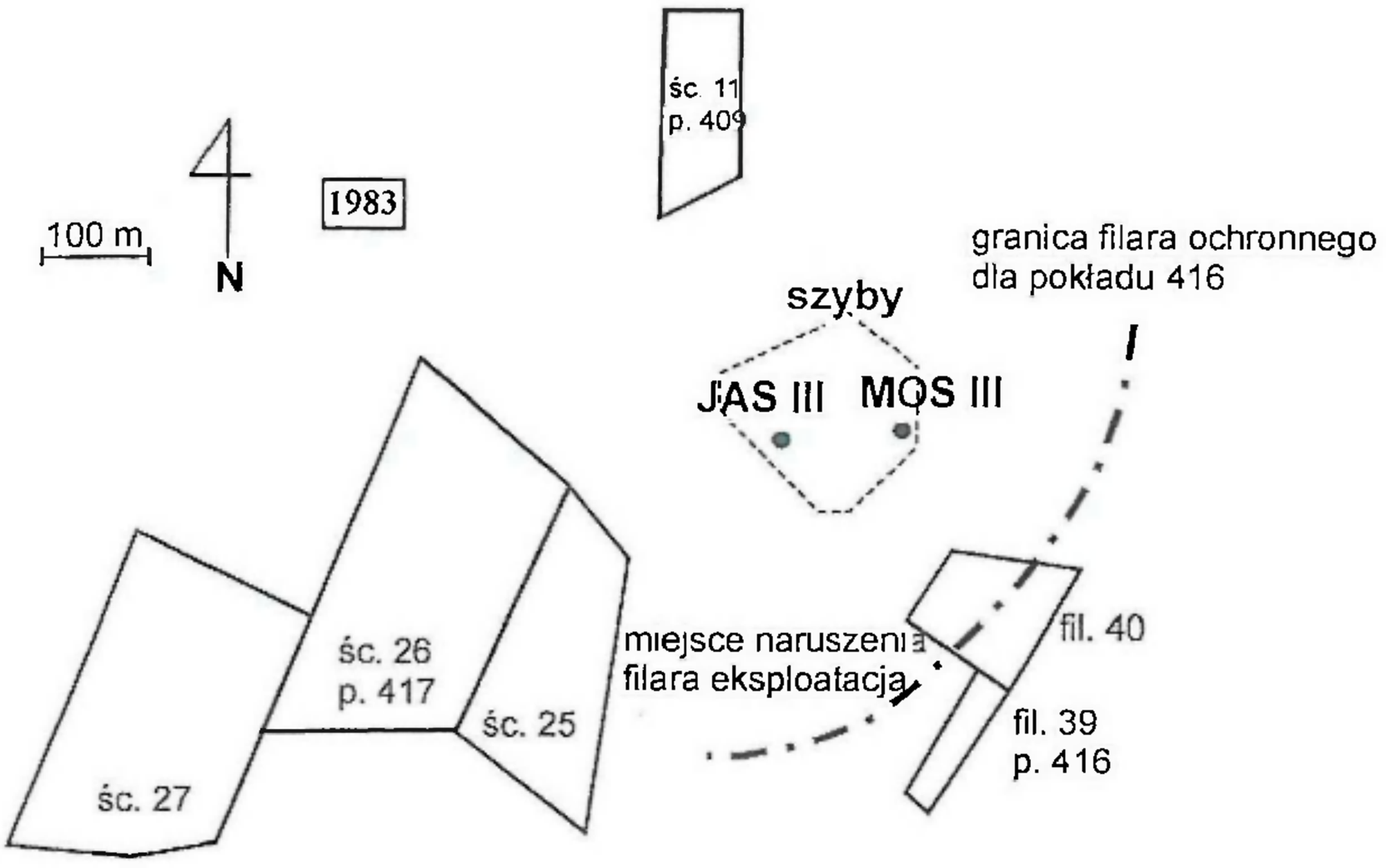
2. Eksploatacja okołofilarowa w KWK „JAS-MOS"

Po raz pierwszy granice filara ochronnego szybu kopalnia „JAS-MOS" naruszyła w latach 80-tych, sześcioma ścianami, prowadząc eksploatację w filarze szybu Jas-III. Prowadzono wówczas eksploatację na podsadzkę płynną. Ściany nr 39, 40 i 41 w pokładzie 417/1-2 w latach 1980÷1981 naruszyły filar na maksymalną głębokość 87 m, natomiast ściany 38, 39 i 40 w pokładzie 416/3 w latach 1980÷1983 naruszyły granice filara na głębokość 122 m.

Na rys. 2.1 przedstawiono układ parcel eksploatacyjnych wokół szybu Jas-III w 1983 roku, gdy ściana 40 w pokładzie 416/3 naruszyła ustanowiony filar ochronny.

Doświadczenia z eksploatacji prowadzonej wewnątrz filara oraz względy ekonomiczne spowodowały, że od roku 2001 eksploatację taką prowadzi się również w filarze szybu Jas-V. Filar szybowy szybu Jas-V naruszony został w 2001 roku ścianą nr 29 w pokładzie 417/1 na długości 180 m. Obecnie prowadzona jest eksploatacja ściany nr 24 w pokładzie 502/1, której zakończenie planowane jest na 2003 rok, a całkowite naruszenie granic filara wyniesie 150 m.

W ciągu najbliższych 5 lat KWK „JAS-MOS" zamierza kontynuować ścianową eksploatację wewnątrzfilarową w filarze szybu Jas-V (ściana nr 40 w pokładzie 505/1) oraz w filarze szybów głównych – Jas-I, Jas-II i Jas-IV (ściana nr 45a w pokładzie 505/1), a także planuje dalsze wybieranie złoża w brzeżnej części filara ochronnego szybów głównych ścianą 42 w pokładzie 505/1 i ścianą 18 w pokładzie 510/1.



Rys. 2.1. Naruszenie granic filara ochronnego szybu JAS III w pokładzie 416 w 1983 roku
Fig. 2.1. Disturbance of the safety pillar boundaries of the pit shaft JAS III in the seam 416 in the year 1983

3. Analiza wpływu eksploatacji prowadzonej wokół filarów ochronnych

Wpływ eksploatacji górniczej na górotwór i powierzchnię określa się analizując wartości wskaźników deformacji. W przypadku ochrony szybów za podstawowe wskaźniki uważa się przemieszczenia pionowe i poziome oraz pochodne tych przemieszczeń, takie jak: odkształcenia pionowe, wychylenie osi szybu z pionu, krzywiznę osi szybu, odkształcenia poziome i skręcenie szybu [7].

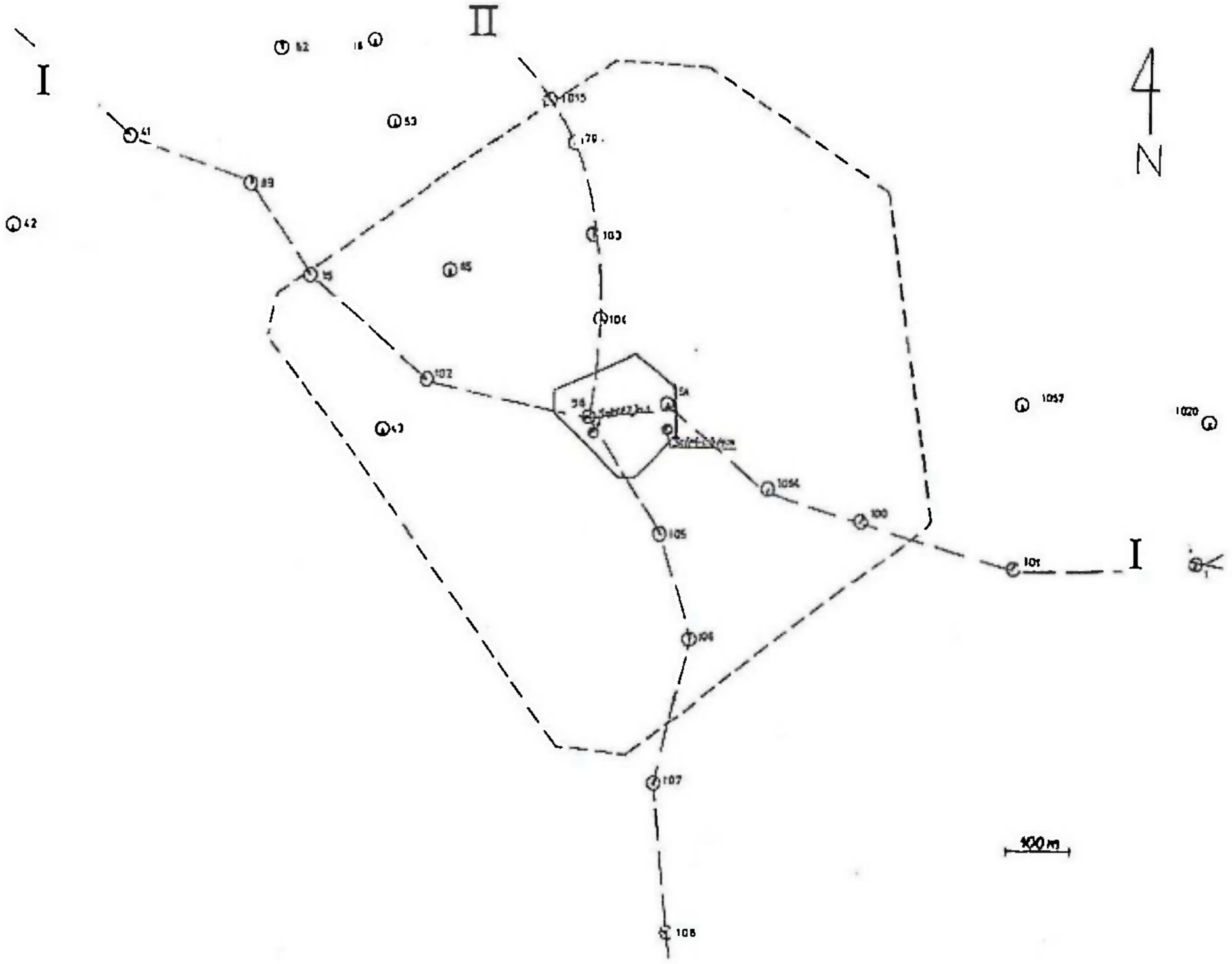
Przemieszczenia pionowe uważa się za najistotniejszy wskaźnik deformacji, który decyduje o wielkości ewentualnych uszkodzeń i zachowaniu się szybu w czasie eksploatacji. Przy opracowywaniu prognoz wielkości deformacji, właśnie odkształcenia pionowe decydują o podjęciu decyzji lub też rezygnacji z wybierania nowego pola eksploatacyjnego, lub zmiany postępu wybierania pokładu, czy zmiany sposobu kierowania stropem. Jak wykazują doświadczenia ruchowe, parametr ten ma istotne znaczenie przy prognozowaniu deformacji powierzchni, natomiast w szybach mogą zachodzić znaczne dyslokacje rury szybowej, pomimo niskich mierzonych wartości osiadań. Obserwacje te sugerują, że o wielkości i zakresie uszkodzeń w szybach nie zawsze decydują odkształcenia pionowe lecz istotne są tutaj również przemieszczenia poziome [2].

Szyby zaliczone są do obiektów II kategorii ochrony, dla której wartości graniczne wskaźników deformacji wynoszą: nachylenie terenu T = 5,0 mm/m, promień krzywizny terenu R = 12 km, odkształcenia poziome ε = 3 mm/m. Dodatkowo określana intensywność osiadań wynosi dla obiektów II kategorii ochrony i_w = 6 mm/dobę.

Wpływy eksploatacji zewnętrznej, tj. za granicą filara szybowego, na szyb i podszybia wyznacza się wzorami stosowanymi dla górotworu. Dopuszczalne wartości deformacji szybu muszą być większe lub równe sumarycznym wpływom eksploatacji dokonanej na zewnątrz granicy filara ochronnego.

3.1. Pomiary deformacji powierzchni

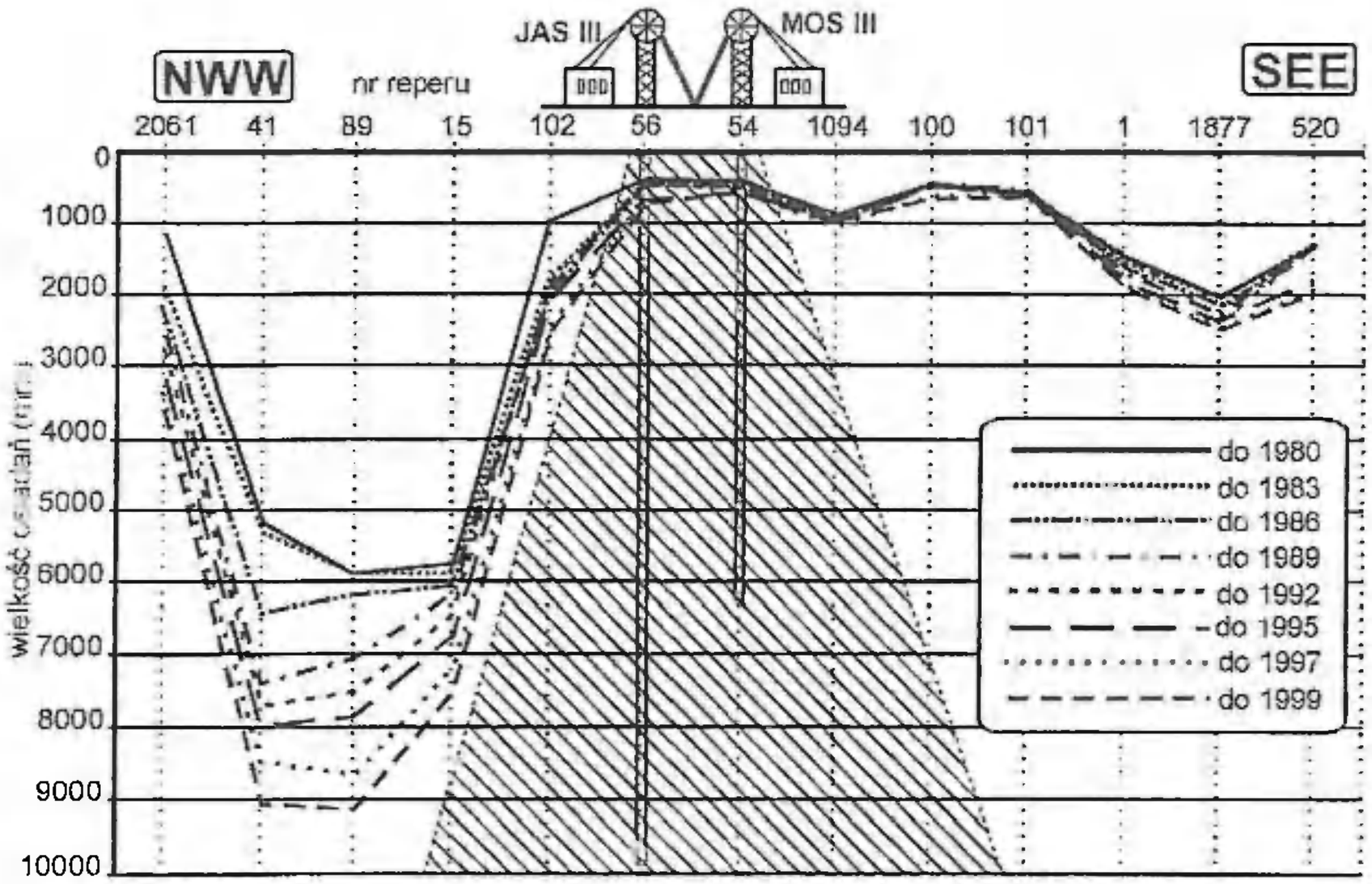
Rozmieszczenie punktów geodezyjnych na powierzchni w otoczeniu szybu Jas-III przedstawiono na rysunku 3.1. Umieszczono na nim wszystkie punkty ciągów poligonowych I-I i II-II oraz przedstawiono dodatkowe repery powierzchniowe [2, 3]. Całkowita długość linii pomiarowej I-I wynosi ok. 1650 m, natomiast linii pomiarowej II-II – ok. 1200 m.



Rys. 3.1. Rozmieszczenie reperów na liniach pomiarowych w filarze szybu Jas-III
Fig. 3.1. Dislocation of measurements data crossing the pillar of the pit-shaft Jas-III

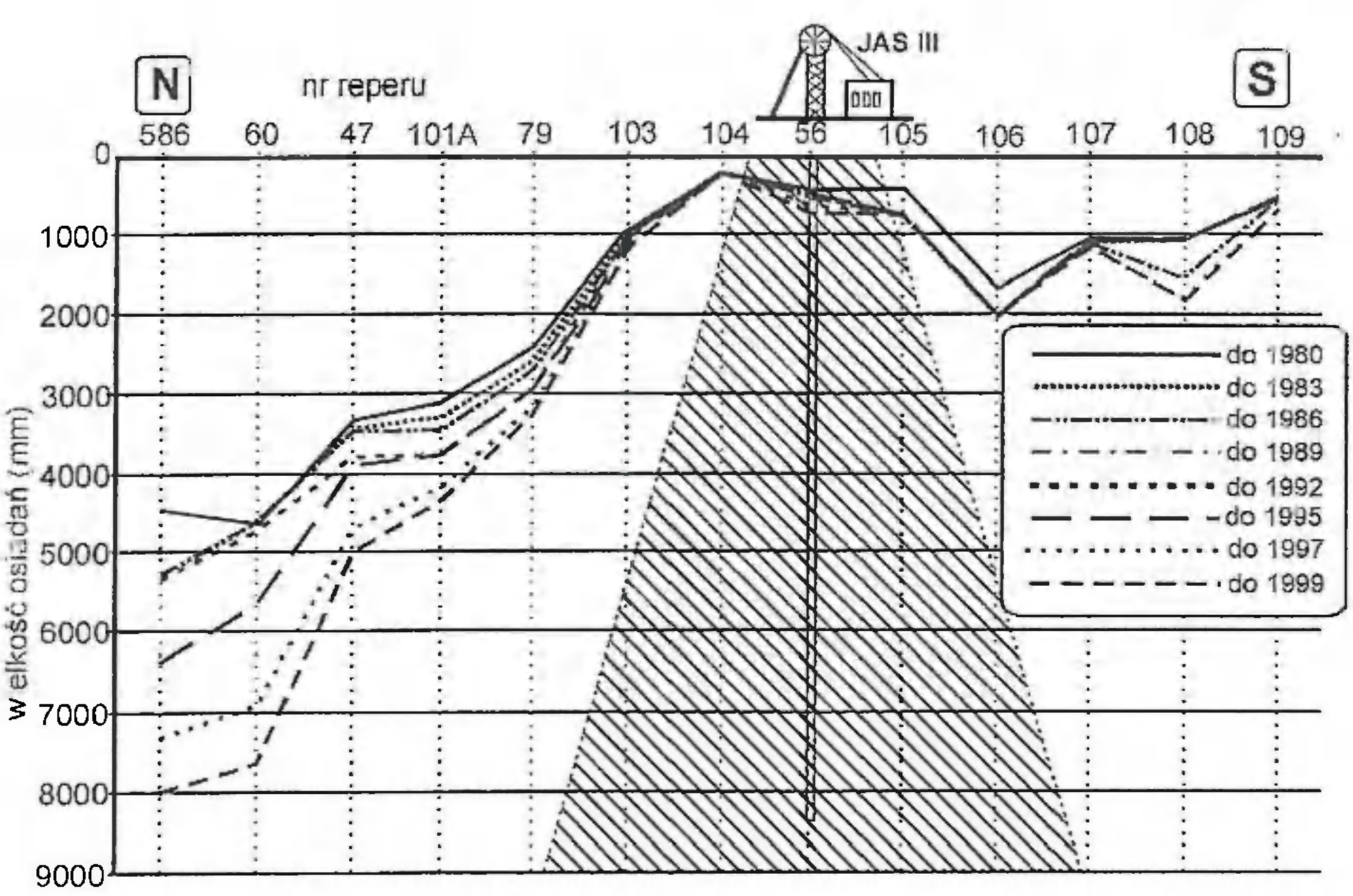
Na rysunkach 3.2 i 3.3 przedstawiono wartości osiadań, jakie odnotowano w wybranych latach eksploatacji wokół szybu Jas-III. Na szczególną uwagę zasługują lata 1980, 1983, bowiem na początku lat osiemdziesiątych naruszono filar szybowy. Przebieg osiadań w roku 1980 i 1983 jest jednak praktycznie taki sam. Z rysunku 3.2 wynika, że profil niecki osiadań wzdłuż linii I-I jest najmocniej wykształcony w części zachodniej filara w odległości ok. 380÷750 m (repery nr 15, 89 i 41) od szybu Jas-III. Po stronie wschodniej filara niecka osiadań tworzy się dopiero w odległości ok. 600÷900 m od szybu Jas-III.

Z pomiarów geodezyjnych prowadzonych wzdłuż linii II-II wynika (rys. 3.3), że wielkość osiadań po stronie północnej filara jest prawie czterokrotnie większa niż po stronie południowej. Profil niecki obniża się dopiero w odległości ok. 200 m na północ od szybu Jas-III i w odległości ok. 700 m (reper nr 586) od szybu obniżenie przyjmuje wartość maksymalną. Po stronie południowej filara niecka poeksploatacyjna jest znacznie mniejsza, lecz i w tym przypadku znajduje się ona dopiero w odległości ok. 200÷350 m od szybu Jas-III.



Rys. 3.2. Charakterystyka osiadania powierzchni terenu na skutek prowadzonej eksploatacji, wzdłuż linii pomiarowej I-I przechodzącej przez szyb

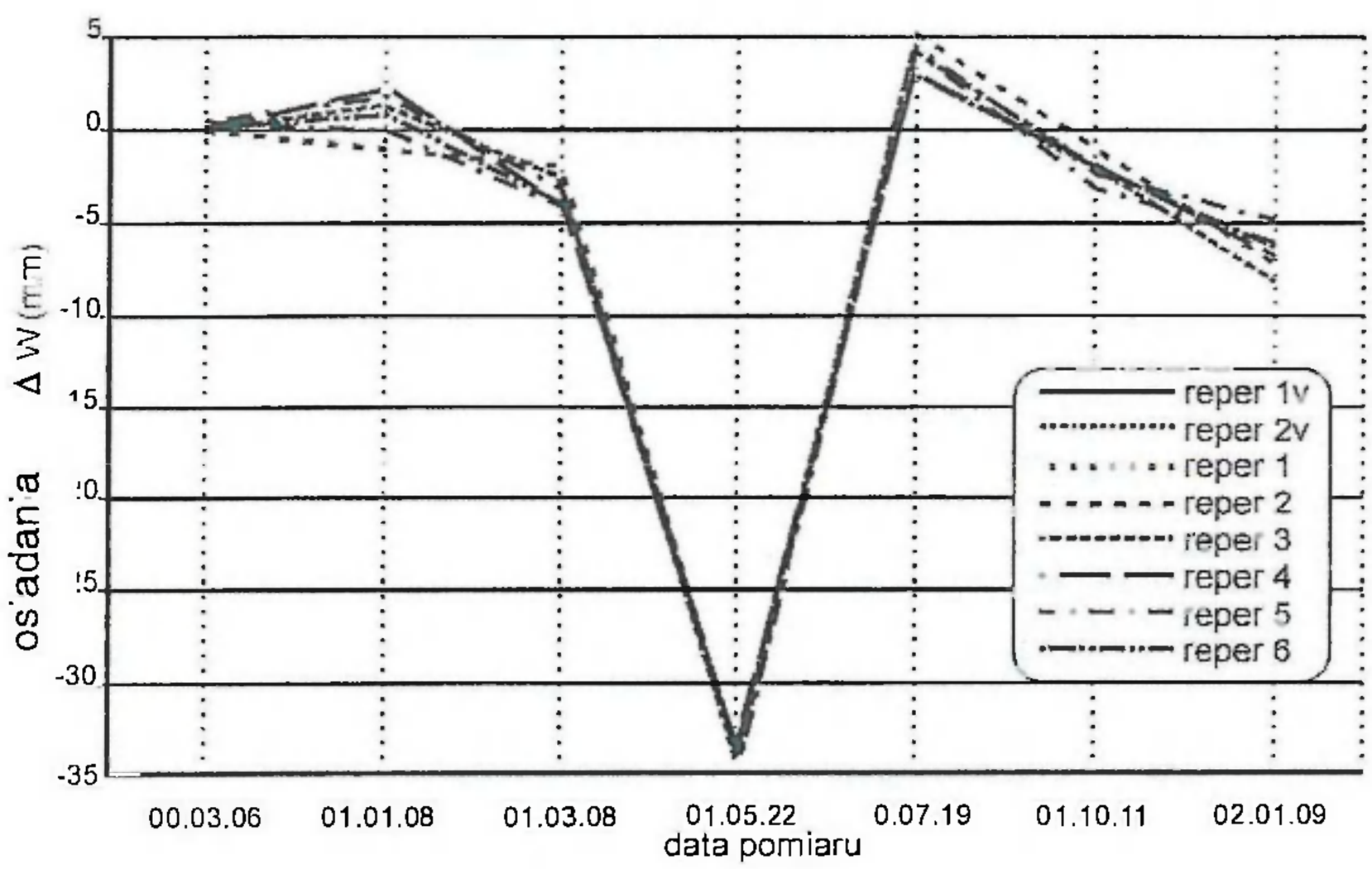
Fig. 3.2. Characteritsics of subsidence of ground surface due to conducted exploitation depicted along the measurement line I-I crossing the pit shaft



Rys. 3.3. Charakterystyka osiadania powierzchni terenu na skutek prowadzonej eksploatacji, wzdłuż linii pomiarowej II-II przechodzącej przez szyb.

Fig. 3.3. Characteritsics of subsidence of ground surface due to conducted exploitation depicted along the measurement line II-II crossing the pit shaft.

Pomiary geodezyjne w filarze szybu Jas-V prowadzone są na stopach zastrzałów wieży szybowej, na głowicy szybu oraz na budynku dyfuzora i wentylatorów [4]. Obserwacje geodezyjne wskazywały, że do czasu rozpoczęcia eksploatacji ściany nr 29 (lipiec 1999) osiadania fundamentów i budynku następują wolno i równomiernie (rys. 3.4). Różnica osiadań przez cały okres trwania pomiarów utrzymywała się na stałym poziomie wynosząc, $\Delta w = 20$ mm/rok. Wpływ eksploatacji był najbardziej widoczny w czwartym miesiącu eksploatacji w filarze ochronnym, gdy osiadania na punktach pomiarowych wyniosły ok. -30 mm. W pozostałych okresach czasu osiadania zmieniają się od –7 do –1 mm.



Rys. 3.4. Osiadania reperów zabudowanych na budynkach szybu Jas-V w czasie wybierania ściany 29 oraz bezpośrednio po zakończeniu eksploatacji ściany
Fig. 3.4. Subsidence of measurements points fixed on the pit-shaft Jas-V buildings during longwall No 29 working and directly after working

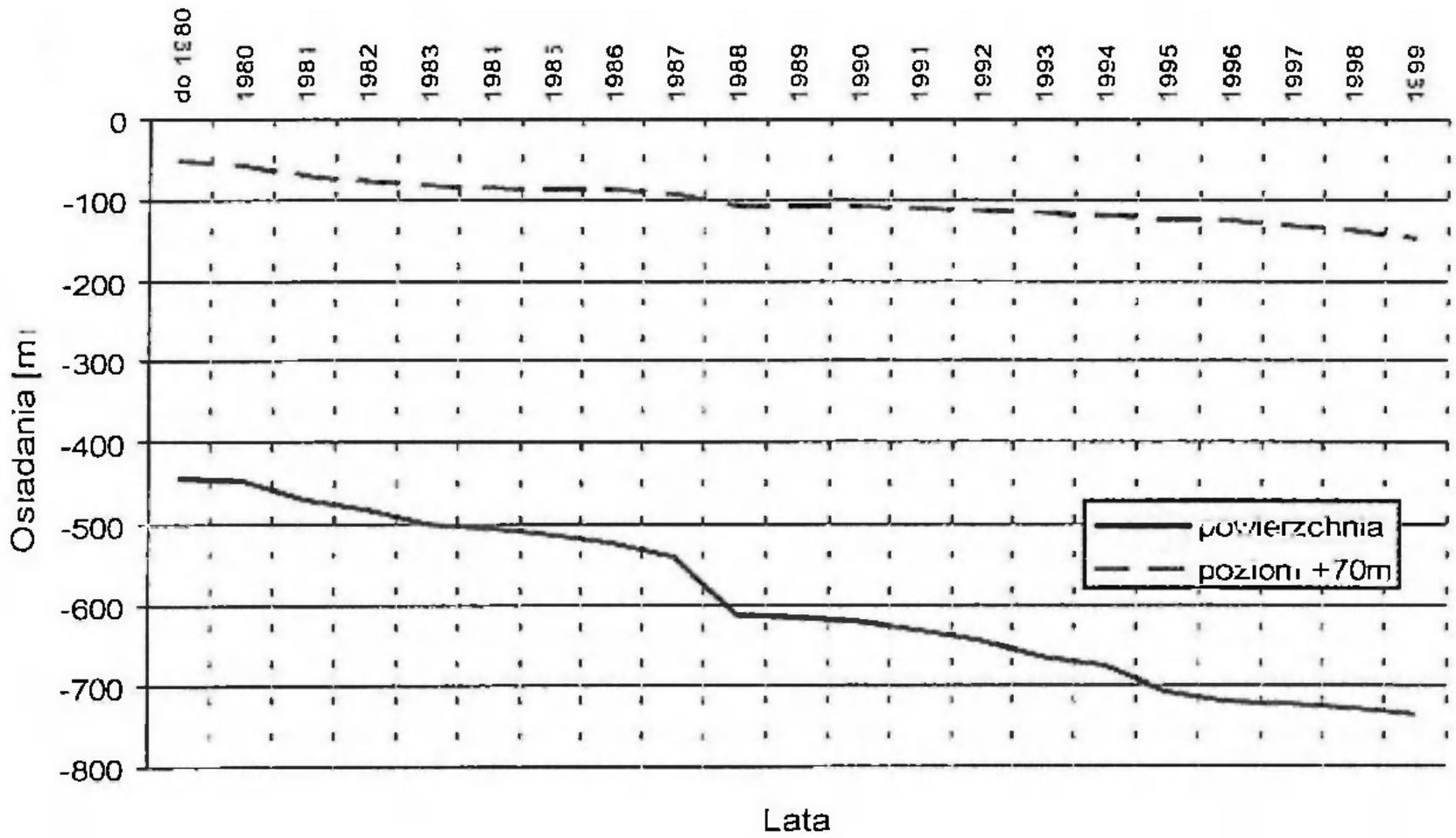
Z pomiarów wynika zatem, że naruszenie granic filara nie powoduje istotnych zmian wskaźników deformacyjnych na reperach zastabilizowanych na powierzchni filara, pod którym prowadzona jest eksploatacja.

3.2. Badania stateczności szybu

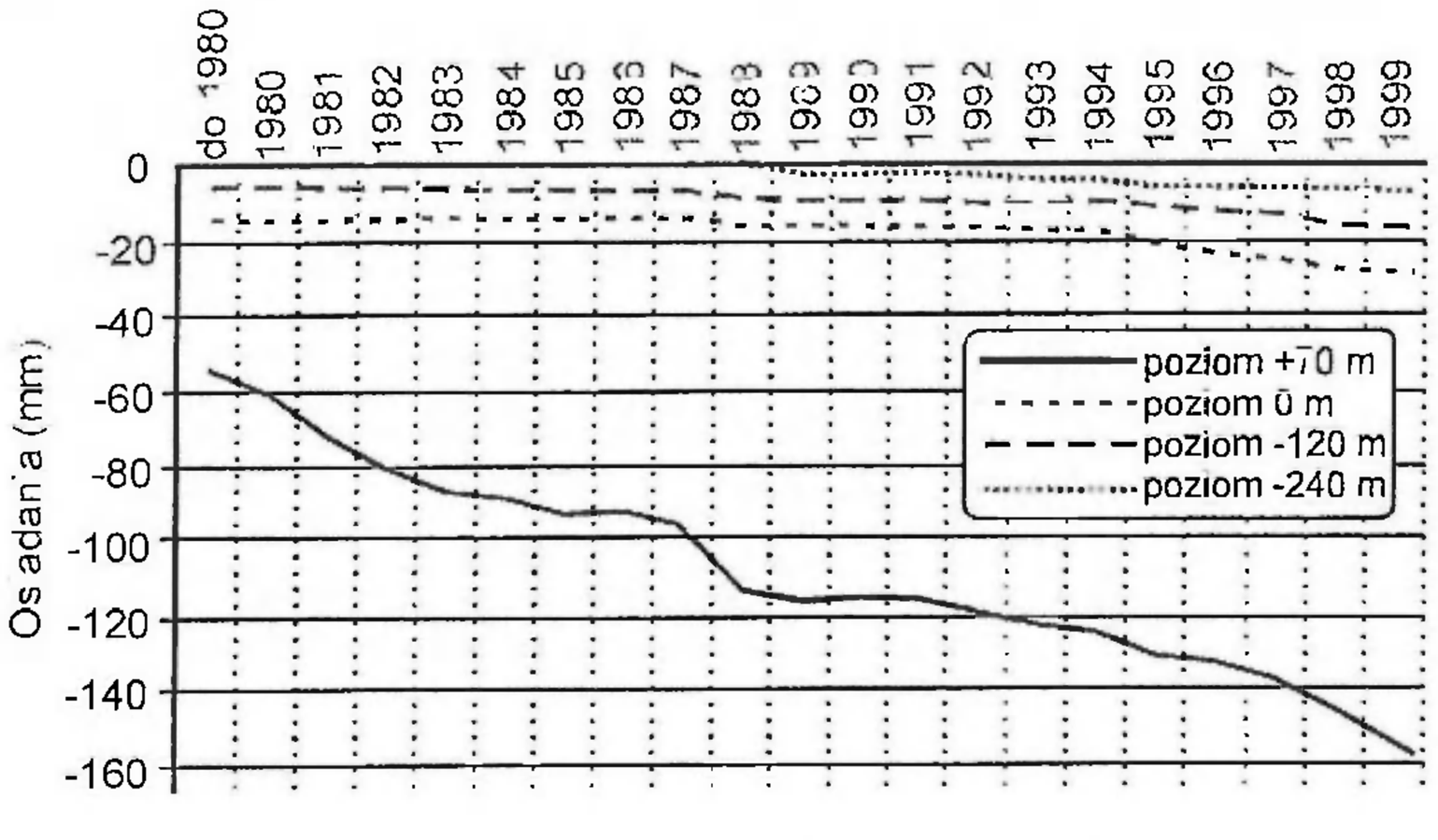
W szybie Jas-III prowadzone były pomiary przemieszczeń pionowych oraz poziomych na podszybiach czterech poziomów: +70 m, 0 m, -120 m, -240 m, zatem na głębokości 175.7 m, 245.7 m, 365.7 m i 485.7 m [2, 3].

Na podstawie analizy wyników pomiarów geodezyjnych można stwierdzić, że przemieszczenia poniżej poziomu 0 m praktycznie nie występują. Ich sumaryczna zmiana w okresie prowadzonych badań, który obejmuje lata 1980÷1999 wynosiła na poziomie –120 m –9 mm, a na poziomie –240 m –7 mm. Jednocześnie można zauważyć, że największe osiadania nastąpiły w roku 1988, kiedy to na powierzchni wyniosły one 72 mm, na poziomie +70 m były równe 16 mm, a na pozostałych poziomach wyniosły 2 mm. Rok 1988 jest pierwszym rokiem, kiedy zaobserwowano obniżenie punktu pomiarowego na poziomie –240 m. Pomimo, iż nie są

to wielkości znaczące z punktu widzenia stateczności szybu, to należy zauważyć, że następny co do wielkości osiadań rok 1995 charakteryzują kolejno przemieszczenia: 30 mm, 6 mm, 4 mm, 1 mm i 2 mm. Są one zatem ok. 2.5-krotnie niższe od maksymalnych osiadań stwierdzonych w analizowanym okresie czasu. Wielkość osiadań reperów zainstalowanych w szybie Jas-III na powierzchni oraz na podszybiach wszystkich istniejących poziomów +70 m, 0 m, -20 m i -240 m w latach 1980 ÷1999 przedstawiono na rysunkach 3.5 i 3.6.



Rys. 3.5. Osiadania reperów zainstalowanych w szybie Jas-III – odcinek górny
Fig. 3.5. Measuring points subsidence fixed in the pit-shaft Jas-III – upper section



Rys. 3.6. Osiadania reperów zainstalowanych w szybie Jas-III – odcinek dolny
Fig. 3.6. Measuring points subsidence fixed in the pit-shaft Jas-III – lower section

Ponieważ największe zmiany wskaźników deformacji odnotowano w górnej części szybu, przeanalizowano również zmiany odkształceń poziomych oraz skręcenia szybu Jas-III w latach

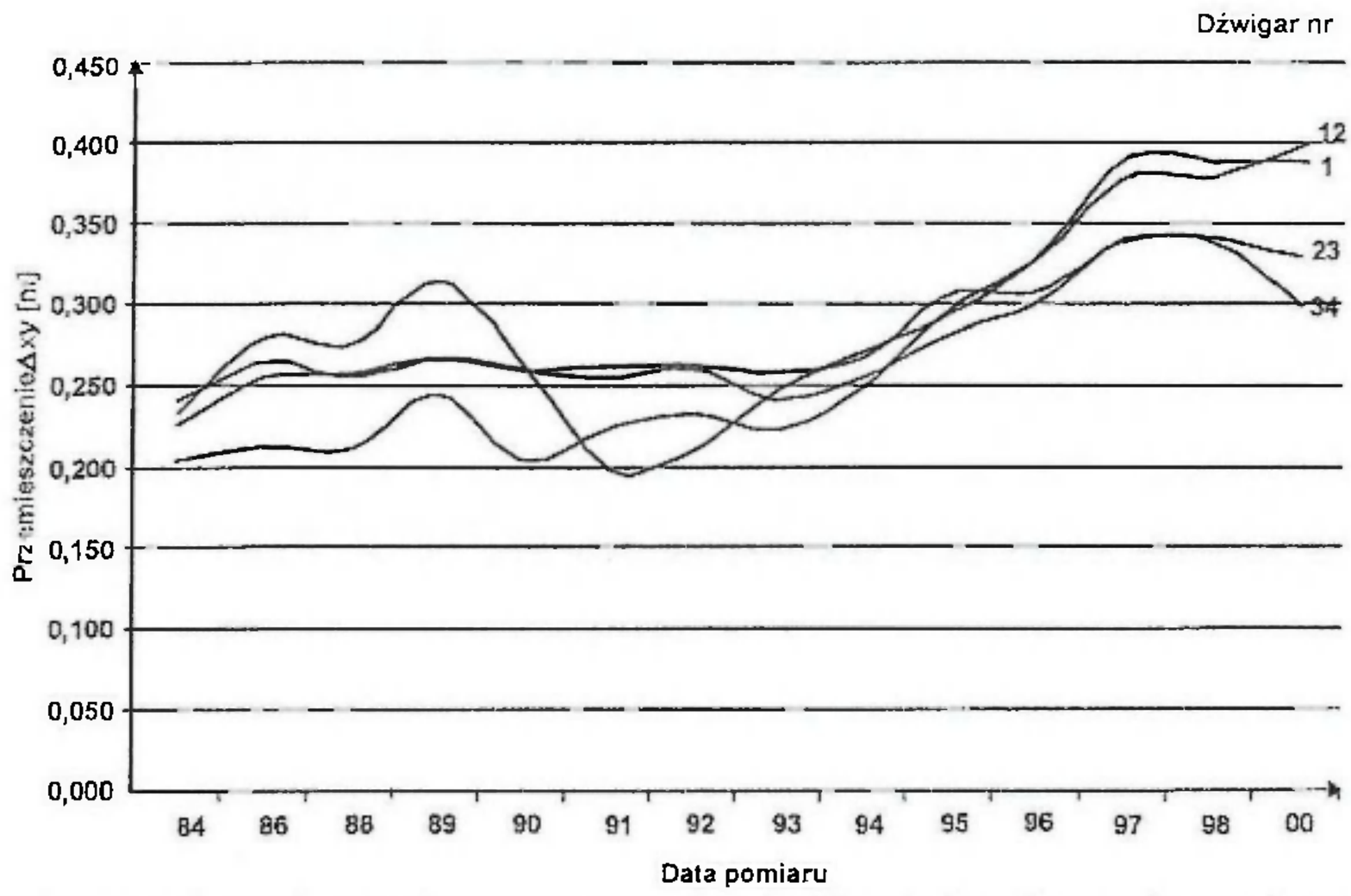
eksploatacji wewnątrzfilarowej. Na rys. 3.7 i 3.8 przedstawiono odpowiednio przemieszczenia poziome na dźwigarach podtrzymujących konstrukcje szybu do 149 m jego głębokości.

Na podstawie analizy wyników pomiarów geodezyjnych wykonanych w szybie można stwierdzić, że największe przemieszczenia poziome wystąpiły w latach 1995÷1997. Na głębokości ok.150 m były one największe, wynosząc ok. 0.52 m, nieco mniejsze na odcinku 0÷50 mb oraz 200÷300 mb szybu, gdzie osiągnęły wartość 0.38÷0.42 m. Na początku lat osiemdziesiąt nie stwierdzono deformacji poziomych, które mogłyby świadczyć o wpływie eksploatcji w granicach ochronnego na stan obudowy szybu Jas-III.

Wyniki pomiarów kąt skręcenia pozwalają stwierdzić, że kąt pod jakim zachodzą odkształcenia poziome waha się pomiędzy 137° a 179°. Największe zmiany kierunku wychylenia szybów w płaszczyźnie poziomej notowano w latach 1984÷1987 (rys. 3.9), kiedy to na górnym odcinku szybu (do ok. 100 mb) przeważają kąty mniejsze, a więc przemieszczenia mają kierunek południowo-wschodni, następnie na odcinku pomiędzy 100 a 400 mb przeważa kąt ok. 180°, a więc kierunek odkształceń jest południowy, natomiast poniżej 400 mb ponownie południowo-wschodni lub wschodnio-południowo-wschodni. Po 1987 roku górny 100-metrowy odcinek szybu wychyla się w kierunku południowym, natomiast poniżej 100 mb w kierunku wschodnio-południowo-wschodnim, a różnica w azymucie wynosi max. 22°. Kierunek odkształceń poziomych szybu Jas-III związany jest z intensywną eksploatacją dokonaną po tej stronie filara szybowego.

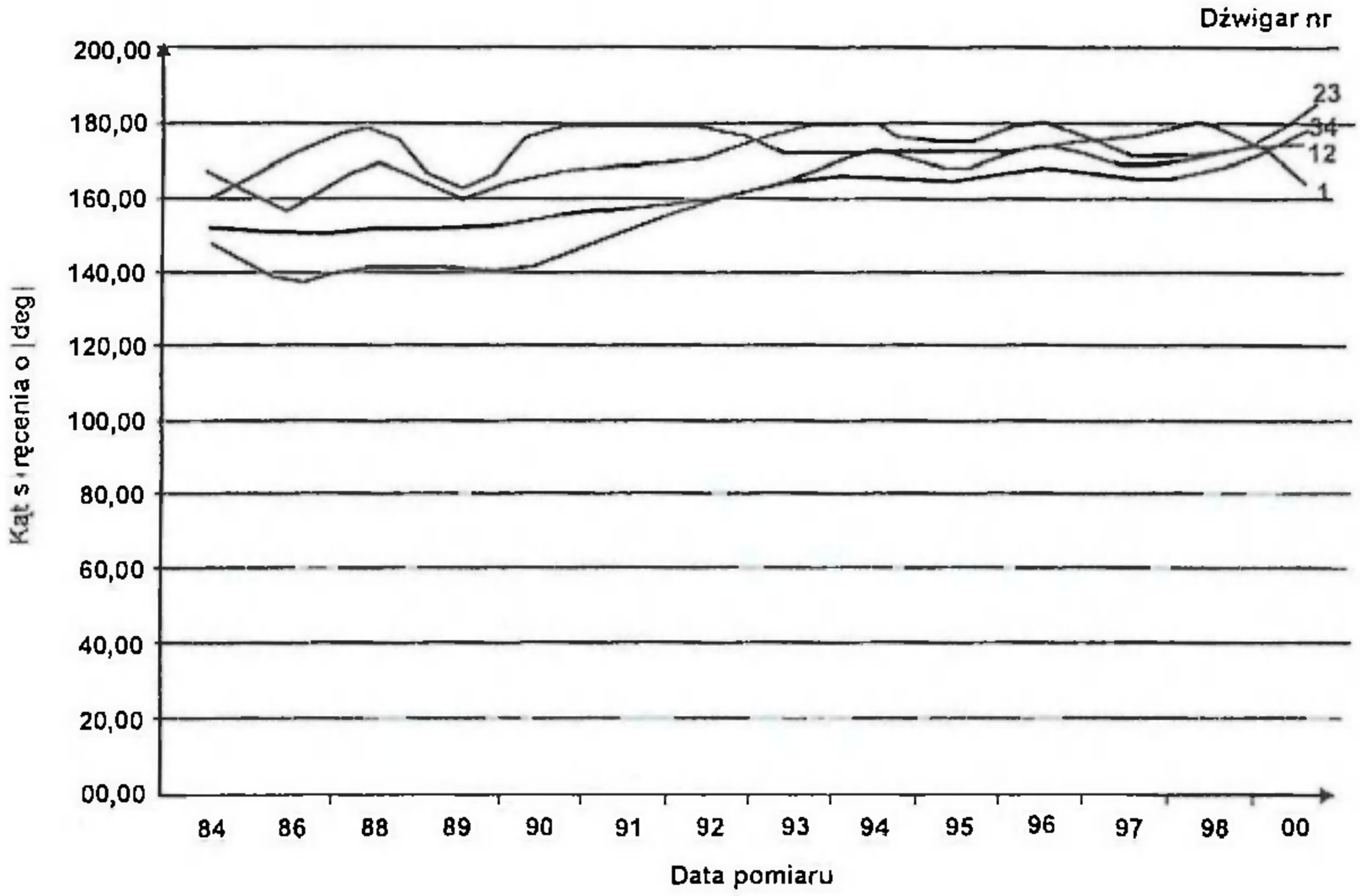
Z przedstawionych wykresów wynika, że do roku 1987 zmiany osiadań, szczególnie od poziomu 0 m, były minimalne, tak jak wychylenia poziome, których największy wzrost nastąpił w latach 1984÷1987. Ponieważ naruszenie granic filara szybu Jas-III nastąpiło w latach 1980÷1983 można stwierdzić, że nie znalazły one odzwierciedlenia w deformacjach rury szybowej.

Dotychczas nie prowadzono pomiarów deformacji rury szybowej szybu Jas-V.



Rys. 3.7. Przemieszczenia poziome odnotowane w poszczególnych latach w wybranych częściach szybu, będące podstawą badania wpływu eksploatacji na stan szybu.

Fig. 3.7. Horizontal dislocations stated in particular years in chosen parts of the pit shaft being the base of the survey of the impact of exploitation on the state of pit shafts.



Rys. 3.8. Efekt skręcenia szybu odnotowany w poszczególnych latach w wybranych częściach szybu
Fig. 3.8. Effect of the twist of the pit shaft stated in particular years in chosen parts of the pit shaft

4. Wnioski

Materiał zebrany podczas badania wpływów eksploatacji okołofilarowej oraz eksploatacji prowadzonej wewnątrz filarów szybów Jas-III i Jas-V pozwala stwierdzić, że naruszenia filarów ochronnych szybów nie spowodowały zbyt dużych deformacji górotworu i powierzchni terenu. Z analizy wykonanych pomiarów kopalnianych wynika, że istnieje możliwość częściowego naruszania granic filara ochronnego eksploatacją ścianową.

Wartości wskaźników deformacji rejestrowane na reperach geodezyjnych na powierzchni filarów nie wykazały istotnych zmian wraz z prowadzoną eksploatacją ścianową. Jednocześnie analiza zmian położenia geodezyjnych punktów pomiarowych zastabilizowanych na różnych głębokościach w szybach dała możliwość porównania deformacji rur szybowych (skręceń, przemieszczeń poziomych i przemieszczeń pionowych) z faktami uszkodzeń obudowy szybów w poszczególnych latach eksploatacji. Eksploatowane parcele nie zagroziły funkcjonalności szybu, a dały wymierne efekty ekonomiczne.

Dotychczasowa oraz projektowana eksploatacja w rejonie filarów ochronnych szybów Jas-III i Jas-V pozwoliła na wydłużenie biegu ścian, co pozwoliło i pozwoli w sposób beznakładowy uzyskać dodatkowe wydobycie. W przypadku szybu Jas-III uzsyskano wydobycie w wysokości ok. 50.2 tys. ton odpowiednio:

- 0.1 tys. ton ze ściany 39 w pokładzie $417/_1$ poprzez wydłużenie biegu o 5 m,
- 6.1 tys. ton ze ściany 40 w pokładzie $417/_1$ poprzez wydłużenie biegu o 20 m,
- 17.1 tys. ton ze ściany 40 w pokładzie $417/_1$ poprzez wydłużenie biegu o 40 m,
- 0.7 tys. ton ze ściany 38 w pokładzie $416/_3$ poprzez wydłużenie biegu o 14 m,
- 10.0 tys. ton ze ściany 39 w pokładzie $416/_3$ poprzez wydłużenie biegu o 27 m,
- 16.2 tys. ton ze ściany 40 w pokładzie $416/_3$ poprzez wydłużenie biegu o 54 m.

W przypadku szybu Jas-V uzyskano wydobycie w wysokości 126 tys. ton ze ściany 29 w pokładzie $417/_1$ poprzez wydłużenie jej biegu o 180m. Natomiast eksploatacja obecnie prowadzonej ściany 24 i planowanej ściany 40 pozwoli na uzyskanie dodatkowych:

- 185 tys. ton ze ściany 24 w pokładzie $502/_1$ poprzez wydłużenie biegu o 265 m,
- 325 tys. ton ze ściany 40 w pokładzie $505/_1$ poprzez wydłużenie biegu o 270 m.

Ogółem z eksploatacji w granicach filaru szybu Jas-V pozyskane zostanie dodatkowe 636 tys. ton węgla.

Literatura

[1] Borecki M., Zych J. 1978: Wpływ eksploatacji zewnętrznej na obiekty chronione filarami. Filary ochronne szybowe. Podstawowe problemy pomiaroznawstwa wentylacji górniczej. Wydawnictwo SITPH, Katowice 1978.

[2] Lubryka M. 2000 – Wpływ eksploatacji górniczej w rejonie filara ochronnego na deformacje powierzchni terenu i zachowanie się rury szybowej. Praca doktorska (niepublikowana), Kraków 2000.

[3] Majcherczyk T., Lubryka M. 1998: Analiza stateczności szybu Sz/M-P3 Jas w KWK "Jas-Mos" oraz sposób naprawy zniszczonej obudowy szybowej. Materiały konferencyjne Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, Zakopane – Kościelisko 1998, 293–302.

[4] Majcherczyk T., Małkowski P., Majchrzak J. 2002: Analiza wybranych skutków eksploatacji górniczej dokonanej w filarze ochronnym szybu Jas-5. Prace Naukowe GIG, seria konferencje nr 41 - „Problemy ochrony terenów górniczych", Katowice 2002, 315-322.

[5] Popiołek E., Krawczyk J. 1996: Aktualne poglądy na rolę filarów ochronnych w górnictwie podziemnym. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej CPPGSMiE PAN, Kraków 1996, 223–232.

[6] Praca zbiorowa pod kierunkiem J. Kwiatka 1997: Ochrona obiektów budowlanych na terenach górniczych. Wydawnictwa Głównego Instytutu Górnictwa. Katowice 1997.

[7] Zych J. 1996: Czynniki wpływające na wielkość i rozkład deformacji w szybie. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej CPPGSMiE PAN, Kraków 1996, 233–244.

Pit-shaft pillars disturbance by the longwall working on coal-mine "Jas-Mos" example

Abstract

Results of the analyses of the impact of exploitation carried out inside and near the boundary of the pit shaft safety pillars on surface deformations and damage to pit shaft pipes have been presented in this paper. Two pit shaft pillars have been analyzed – pit shaft Jas-III and pit shaft Jas-V, both disturbed by the longwall mining. Making use of measurements gained in natural conditions it has been shown that in the conditions of hard coal mines there is a possibility of partial disturbance of defined boundaries of pillars of pit shafts without damaging and deforming these pit shafts. The course of walls prelonged in this way allows to win back additional extraction without additional expenses.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Edward Popiołek

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.175–184

Tadeusz MAJCHERCZYK, Zbigniew NIEDBALSKI
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Wpływ zagęszczenia obudowy mieszanej na siły osiowe w kotwach

Słowa kluczowe

obudowa wyrobisk górniczych - monitoring obudowy

Streszczenie

W artykule przedstawiono wyniki pomiarów sił w kotwach będących elementem obudowy mieszanej przy jej różnym stopniu zagęszczenia. Wyniki pomiarów kopalnianych porównano z obliczeniami numerycznymi wykonanymi na etapie projektowania wyrobiska. Ponadto zamieszczono wyniki obserwacji endoskopowych uzyskanych bezpośrednio po wykonaniu wyrobiska oraz po okresie kilku miesięcy. Uznano, że na wartość sił osiowych w kotwach w znacznej mierze wpływa zasięg i wielkość strefy spękań w stropie wyrobiska.

1. Wstęp

Doświadczenia uzyskane podczas drążenia wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego wykazały, że wymierne korzyści nie tylko ekonomiczne, ale i w zakresie bezpieczeństwa pracy uzyskuje się przy zastosowaniu w wyrobiskach właściwego zagęszczenia obudowy mieszanej [6]. Optymalny dobór obudowy i jej pełne wykorzystanie możliwe jest jedynie po przeprowadzeniu badań zarówno przed wykonaniem wyrobiska jak i w trakcie jego funkcjonowania. Monitoring pracy obudowy w wyrobiskach korytarzowych pozwala na porównanie rzeczywistego zachowania się obudowy z prognozowanym. Wyniki takich badań są pomocne przy projektowaniu kolejnych wyrobisk znajdujących się w porównywalnych warunkach górniczo-geologicznych.

Obecne przepisy obligują do szczegółowej kontroli pracy jedynie w przypadku stosowania samodzielnej obudowy kotwowej. Obowiązku takiego nie ma przy stosowaniu obudowy mieszanej, tj.: podporowo-kotwowej lub kotwowo-podporowej. Powoduje to, że ilość informacji w zakresie współpracy obudowy mieszanej z górotworem jest niewielka. Natomiast o przydatności obudowy mieszanej, a w szczególności możliwościach rozrzedzania obudowy, świadczą przykłady jej zastosowania [4, 7, 11].

Ostatnie lata przyniosły większe możliwości w kontroli pracy obudowy stosowanej do zabezpieczenia wyrobisk korytarzowych. Do metod dobrze znanych takich jak: pomiar konwergencji, bezpośrednie pomiary własności wytrzymałościowych górotworu, pomiar rozwarstwień za pomocą rozwarstwieniomierzy, pomiar siły wyrywającej kotwy dołączyły nowe metody takie jak: ocena strefy spękań poprzez badania endoskopowe lub kotwy ekstensometryczne, pomiary sił w kotwach [3, 5], pomiary obciążenia obudowy poprzez dynamometry. W oparciu

o wymienione metody badawcze można zweryfikować w sposób wysoce dokładny wszelkie założenia przyjmowane na etapie projektowania obudowy.

W niniejszym artykule zawarto analizę porównawczą takich elementów monitoringu jak: siły w kotwach oraz zasięg strefy spękań w stropie wyrobiska korytarzowego wykonanego w obudowie podporowo-kotwowej przy różnym stopniu zagęszczenia.

2. Charakterystyka miejsca prowadzonych badań

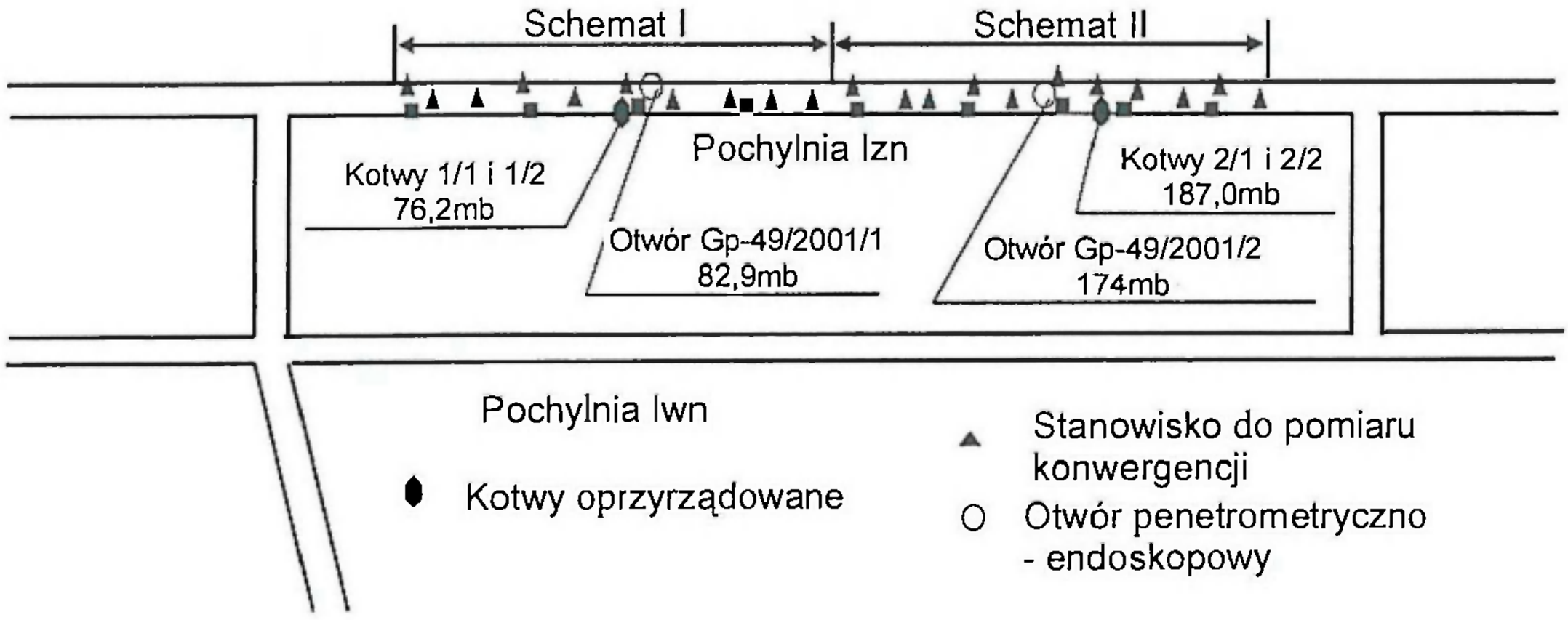
Prezentowane wyniki pomiarów uzyskano w pochylni Izn pokład 358/1 KWK „Budryk". Wyrobisko nie jest poddane wpływowi ciśnień eksploatacyjnych oraz uskoków, a najbliższe wyrobisko równoległe występuje w odległości ok. 50 m. Ponadto pochylnia drążona była po kilkunastu miesiącach od zakończenia ściany zawałowej będącej również w odległości 50 m.

Pochylnia Izn w pokładzie 358/1 znajduje się na głębokości ok. 90 m. Pokład w tym rejonie ma miąższość od 2,3 m do 2,9 m przy nachyleniu do 6° w kierunku południowym i południowo-wschodnim. Strop bezpośredni pokładu stanowią łupki ilaste i łupki piaszczyste, powyżej których występuje piaskowiec. Lokalnie piaskowiec może zalegać w stropie bezpośrednim pokładu. Strop zasadniczy zbudowany jest zwykle z naprzemianległych warstw łupków ilastych i piaszczystych bądź piaskowców. Spąg w analizowanym rejonie tworzą zwykle łupki ilaste i piaszczyste.

Analizowany odcinek pochylni Izn ma długość 250 m (rys. 2.1). Zastosowano tam dwa schematy obudowy każdy na długości ok. 100 m:

- schemat I – od 25 mb do 125 mb wykonano obudowę V29/9 o rozstawie odrzwi 1,2 m przy wzmocnieniu dwoma parami kotwi zabudowanymi w stropie,
- schemat II – od 125 mb do 225 mb wykonano obudowę V29/9 o rozstawie odrzwi 1,5 m przy wzmocnieniu dwoma parami kotwi zabudowanymi w stropie.

Obudowa kotwowa budowana była z opóźnieniem ok. 20÷30 m za czołem przodka. Kotwy były wklejane, a ich długość całkowita wynosiła 2,5 m.

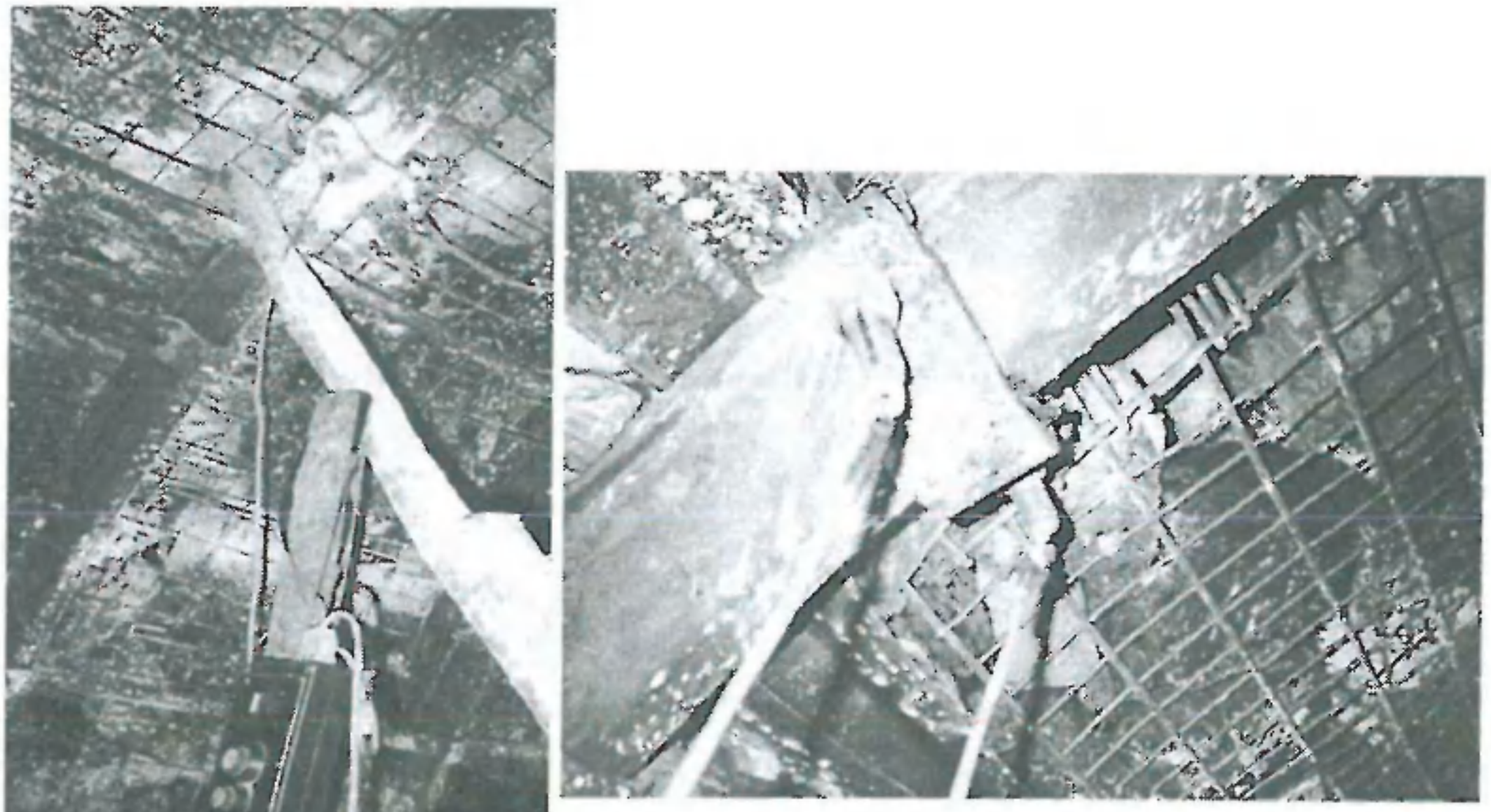


Rys. 2.1 Rozmieszczenie stanowisk pomiarowych w pochylni Izn pokład 358/1 KWK „Budryk"
Fig. 2.1. Distribution of measuring positions in the Izn ramp, seam 358/1, the „Budryk" coal-mine

3. Wyniki badań

3.1. Pomiary sił w kotwach

Do pomiaru sił w kotwach wykorzystano kotwy oprzyrządowane wykonane przez firmę Arnall Poland (rys.3.1).



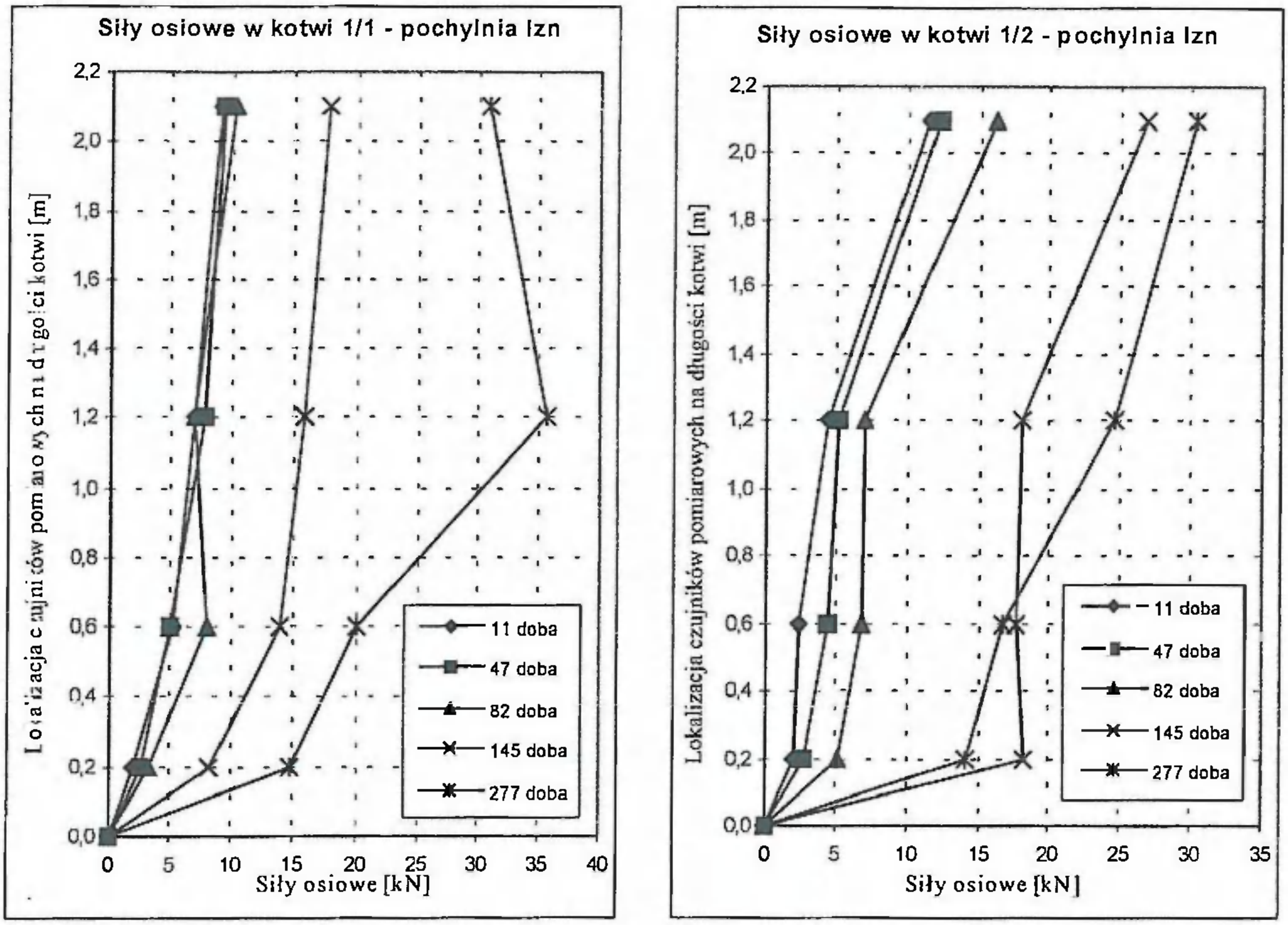
Rys. 3.1 Zainstalowana para kotew oprzyrządowanych wraz z urządzeniem odczytowym
Fig. 3.1. The installed pair of equipped bolts with a reading instrument

Kotew oprzyrządowana może służyć do pomiaru:
- sił osiowych w kotwi,
- momentów zginających generowanych w kotwi,
- długości wklejenia kotwi.

W kotwi pomiarowej wykorzystuje się zmianę oporności czujników tensometrycznych, naklejonych na kotwi. Każda para czujników jest tak umieszczona, aby określić również momenty zginające (ścinanie) działające w kotwi. Na długości kotwi można umieścić do 9 par czujników, rozmieszczonych w dowolnych odległościach od siebie. Gniazdo przyrządu pomiarowego jest połączone z końcem kotwi przewodem, co pozwala na zdalny odczyt wykonywany przy użyciu specjalnego przyrządu pomiarowego lub też odczyt poprzez przewody teletechniczne bezpośrednio na komputerze.

Zgodnie ze schematem przedstawionym na rys. 2.1, omawiane kotwy zostały zabudowane odpowiednio na 76,2 mb oraz na 187 mb wyrobiska. W każdym miejscu zabudowano po dwie kotwy oprzyrządowane jako jedną parę wzmacniającą łuk stropnicowy obudowy podporowej. Od chwili zainstalowania kotwi przeprowadzono pięć serii pomiarów kontrolnych.

Na rysunku 3.2 przedstawiono wyniki pomiarów sił w kotwach 1/1 i 1/2 zabudowanych na odcinku obudowy o rozstawie 1,2 m.



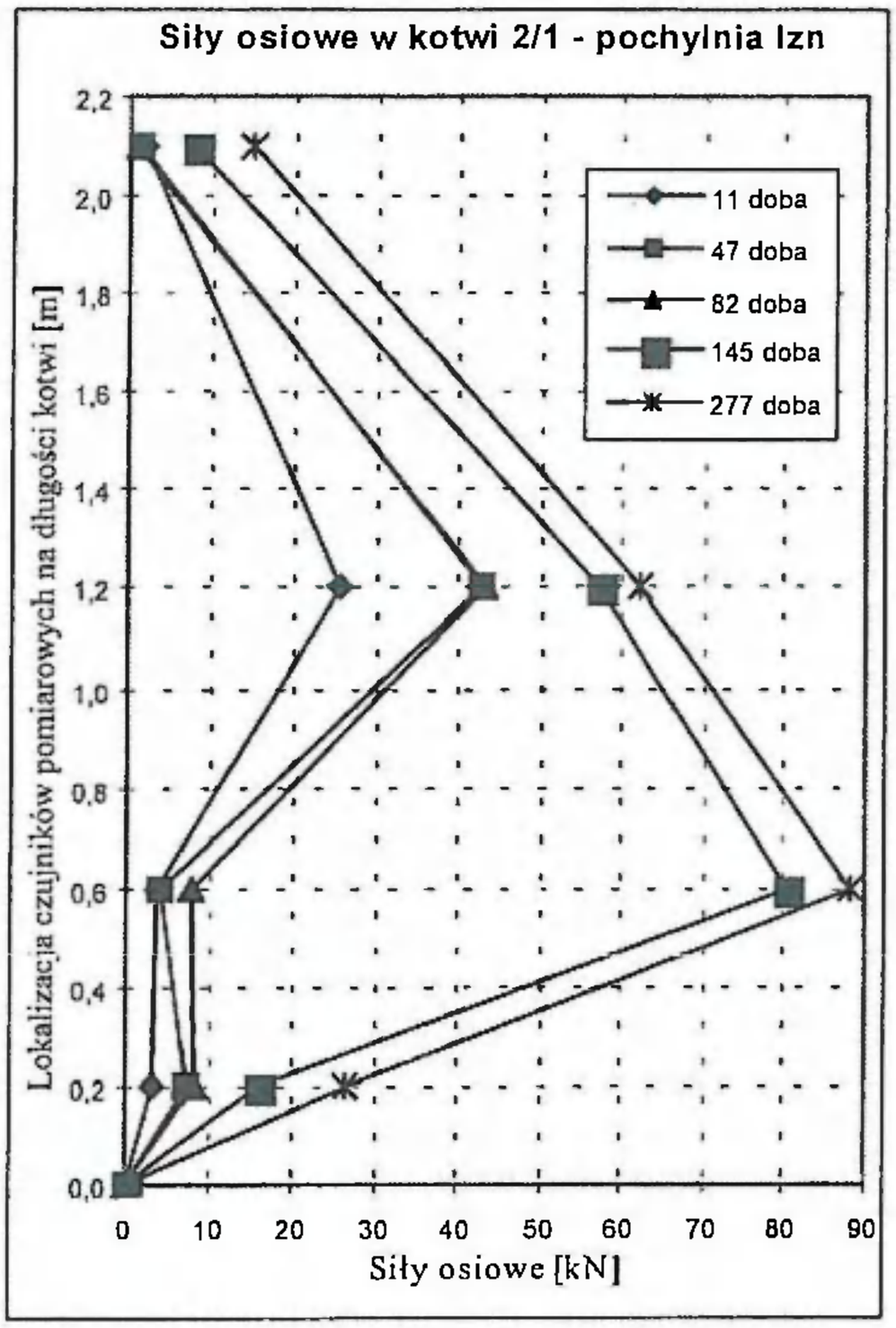
Rys. 3.2. Wyniki pomiarów sił w kotwach 1/1 i 1/2 zlokalizowanych na 76,2 mb pochylni Izn przy rozstawie odrzwi obudowy 1,2 m

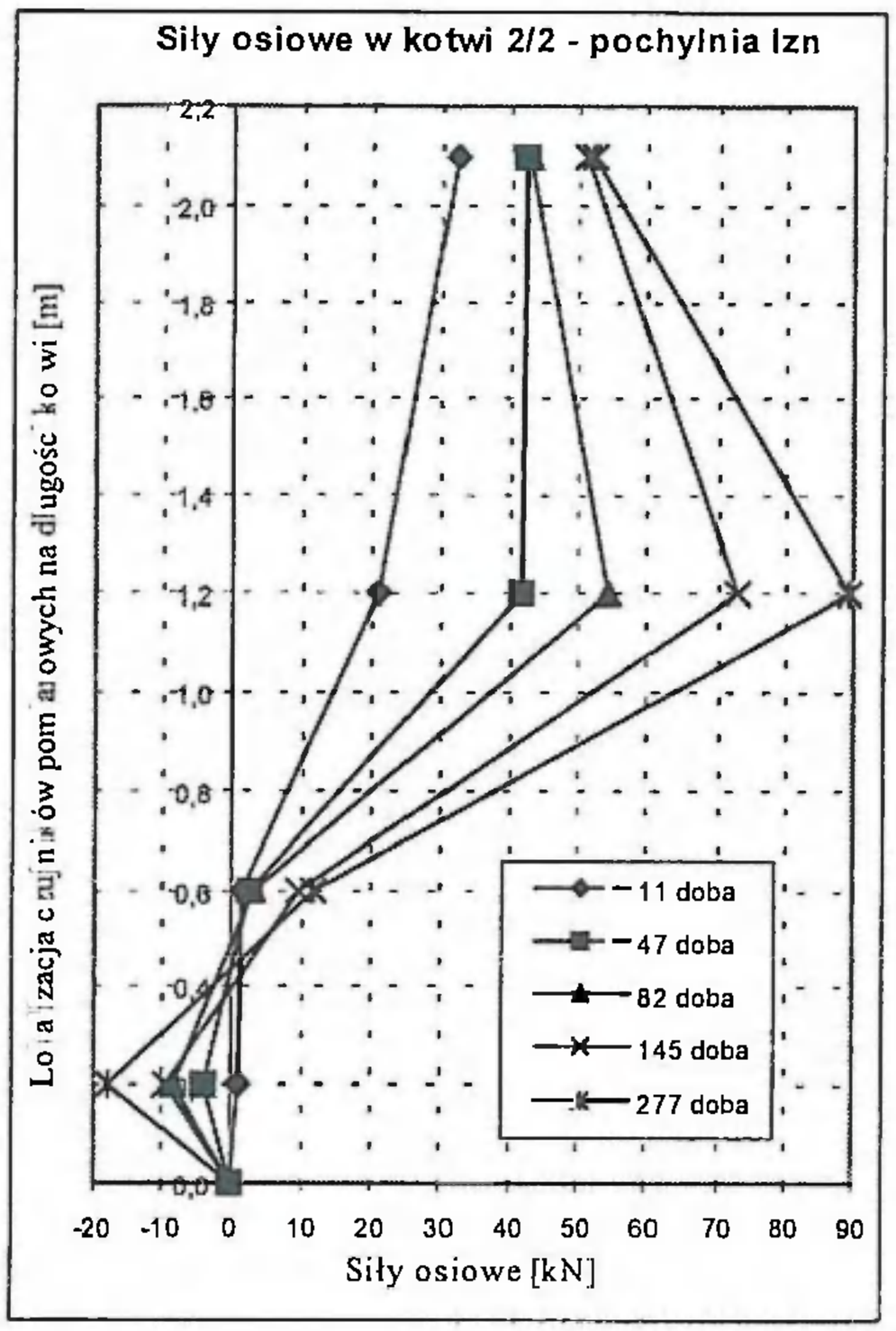
Fig. 3.2. Measurement results of forces in bolts 1/1 and 1/2 positioned at the 76,2 running metre of the Izn ramp with lining sets' spacing of 1,2 m

Na podstawie powyższych wykresów można sformułować następujące wnioski:

- wartości sił w kotwach z upływem czasu rosną,
- charakter zmian obciążeń w poszczególnych kotwach jest bardzo zbliżony; wynika to niewątpliwie z bliskiego sąsiedztwa dwóch kotew oraz równomiernych przemieszczeń warstw skalnych w otoczeniu zamontowanych kotew,
- maksymalne wartości sił w kotwach są porównywalne i wynoszą 30÷35 kN, jednak miejsca (głębokości) występowania maksymalnych sił są różne; w przypadku kotwy 1/1 maksimum występuje na głębokości 1,2m natomiast w kotwi 1/2 na głębokości 2,1m,
- występowanie dużej siły na końcu długości kotew związane jest z naciągiem wstępnym i zastosowaniem w tym miejscu ładunku szybkowiążącego.

Na kolejnym rysunku tj. 3.3 pokazano wyniki pomiarów sił w kotwach zabudowanych na odcinku obudowy o rozstawie 1,5 m.





Rys. 3.3 Wyniki pomiarów sił w kotwach 2/1 i 2/2 zlokalizowanych na 187,0 mb pochylni Izn przy rozstawie odrzwi obudowy 1,5 m

Fig. 3.3. Measurement results of forces in bolts 2/1 and 2/2 positioned at the 187,0 running metre of the Izn ramp with lining sets' spacing of 1,5 m

Z przedstawionych wykresów wynika, że:

- następuje przyrost obciążeń z upływem czasu,
- zauważalna jest znaczna różnica w przebiegu obciążenia kotwy 2/1 i kotwy 2/2 mimo, że kotwy te zabudowane są w jednej parze,
- maksymalne obciążenie w punktach pomiarowych na poszczególnych kotwach jest zbliżone i osiąga ok. 90 kN, inne są jednak poziomy występowania tego obciążenia,
- występowanie sił ściskających w kotwi 2/2 może mieć związek z nierównomiernym odkształcaniem skał stropowych w miejscu zabudowania kotwi; ponadto istnienie odrzwi obudowy podporowej może powodować, że warstwy stropowe przemieszczając się w kierunku wyrobiska wspierają się na obudowie i powodują ściskanie pakietu skał bezpośrednio nad obudową,
- znaczna wartość siły rozciągającej na końcu długości kotwy 2/2 wynika prawdopodobnie z dużego naciągu wstępnego zadanego podczas instalowania kotwi, fakt ten potwierdza wysoka siła już podczas pierwszego pomiaru kontrolnego.

Ogólnie można stwierdzić, że pomiar siły w kotwi jest znacznie bardziej dokładnym sposobem oceny jej pracy niż np. próba wyrywania. Nie wpływa na to nawet fakt, że na kotwach są zamocowane pary tensometrów o długości ok. 1 cm. W stosunku do długości kotew jest to

więc pomiar punktowy i odnosi się on do ściśle określonego miejsca. Zastosowane kotwy oprzyrządowane posiadały cztery pary tensometrów, natomiast każda dodatkowa para tensometrów powodować będzie niewątpliwie dokładniejsze odwzorowanie rzeczywistych warunków pracy kotew. Interesujące jest, że przy zastosowaniu kotew w połączeniu z obudową mieszaną w pewnych przedziałach długości można spodziewać się obciążenia ściskającego kotew, co jest mało prawdopodobne przy zastosowaniu samodzielnej obudowy kotwowej.

Doświadczenia uzyskane podczas prowadzonych badań wykazują, że duże znaczenie na otrzymane wyniki ma min. sposób zamontowania kotwi, rodzaj stosowanych ładunków (czas wiązania) oraz czas jaki upłynie od wprowadzenia żerdzi kotwowej do otworu do chwili nadania naciągu wstępnego. Na wartości sił na początkowych długościach kotew ma wpływ dokładność i wielkość zapełnienia otworu klejem.

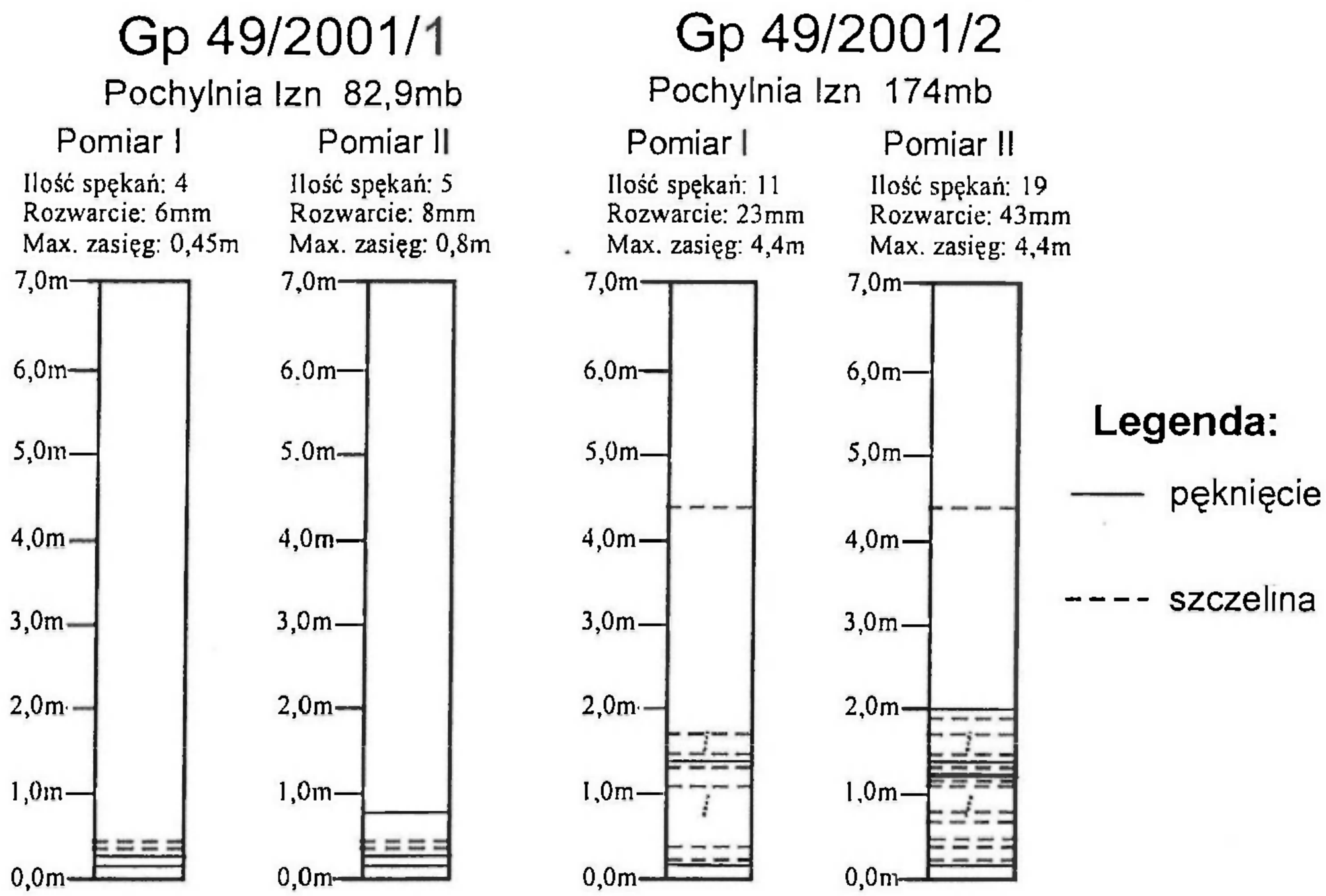
3.2. Endoskopowy pomiar rozwarstwień

Na charakter pracy kotwi wklejanej w górotworze ma wpływ niewątpliwie wielkość strefy spękań w stropie wyrobiska. Od wielkości rozwarstwień oraz ich ilości będzie zależała nie tylko maksymalna wartość siły w kotwi, ale również miejsce jej występowania. Z tego też względu przeprowadzono obserwacje endoskopowe [9] zasięgu strefy spękań w analizowanej pochylni Izn. Do tego celu wykorzystano rdzeniowe otwory wiertnicze rozmieszczone odpowiednio na 82,9 mb oraz na 174,0 mb wyrobiska, a więc w miejscu zastosowania obudowy o rozstawie odpowiednio 1,2 m oraz 1,5 m.

Badania, których wyniki przedstawiono na rys. 3.4, przeprowadzono bezpośrednio po wykonaniu otworów, a następnie po ok. 6 miesiącach.

Na podstawie prezentowanych schematów wyraźnie uwidacznia się różnica tak w zasięgu strefy spękań, jak i w ilości spękań. Uwzględniając niewielką różnicę w litologii oraz w wytrzymałościach skał badanych penetrometrycznie należy zauważyć, że zasięg spękań 0,85 m w otworze Gp 49/2001/1 zlokalizowanym w odcinku wyrobiska z obudową o rozstawie odrzwi 1,2 m jest znacznie mniejszy niż dla otworu Gp 49/2001/2, gdzie zasięg ten osiąga 4,4 m. Przyjmując nawet, że to dalej zlokalizowane pęknięcie może nie być związane z wykonanym wyrobiskiem, to i tak zasięg spękań wynosi 2,0 m. Równie mocno uwidocznił się wpływ zagęszczenia obudowy mieszanej na sumaryczne rozwarstwienie.

Dla otworu Gp 49/2001/1 wynosi ono tylko 8mm, a dla otworu Gp 49/2001/2 wynosi aż 43 mm. Można więc przypuszczać, że wysoka wartość rozwarcia szczelin na odcinku z obudową o rozstawie odrzwi 1,5 m jest wynikiem rejestrowania wysokich wartości sił osiowych w kotwach zlokalizowanych w tym miejscu. Jak już wcześniej zaznaczono, również miejsce obciążenia kotwi zależeć będzie od głębokości rejestrowanych spękań, jednak w tym konkretnym przypadku niedostateczna ilość punktów pomiarowych na kotwi nie pozwala na określenie dokładnych zależności.



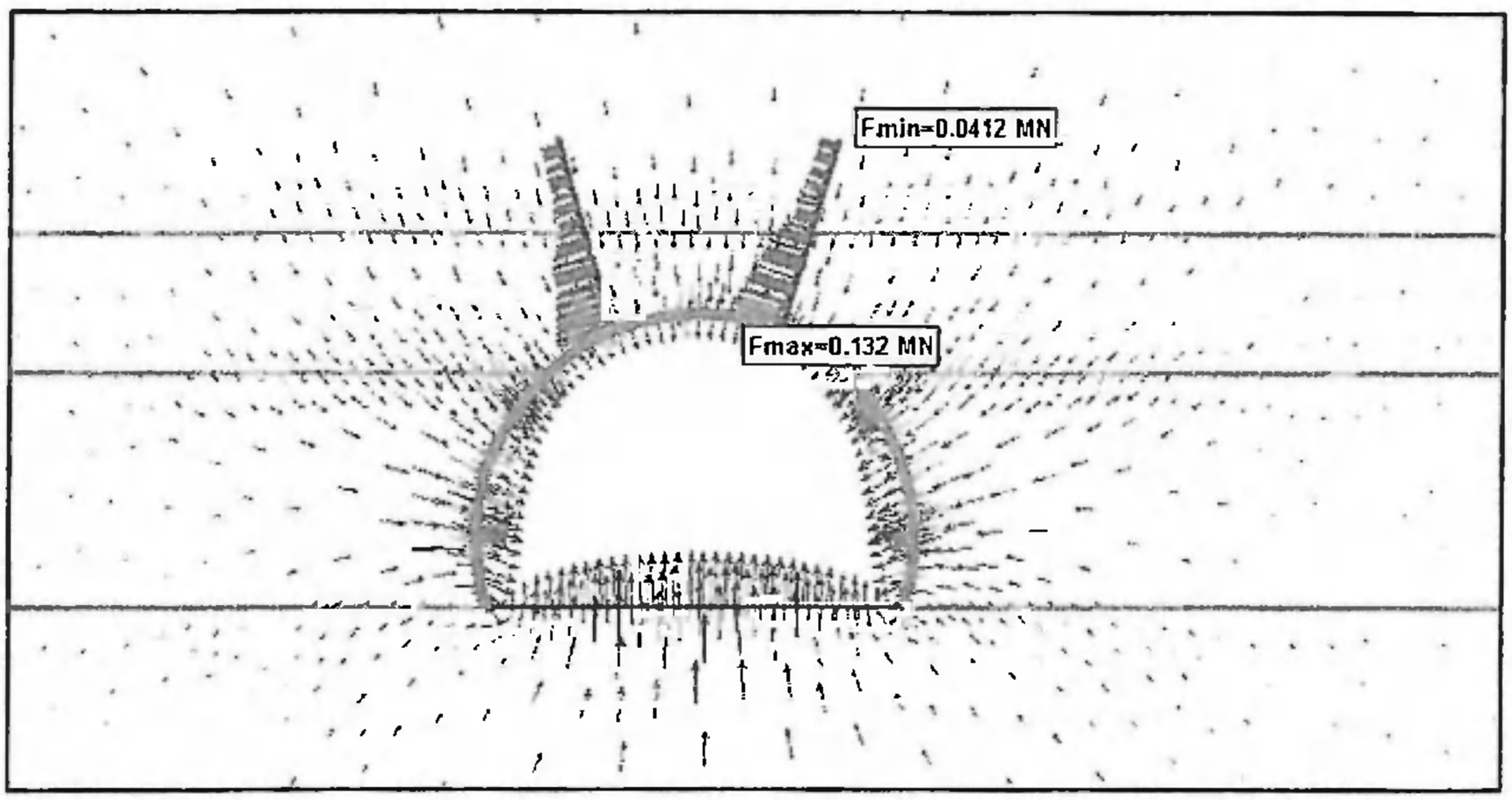
Rys. 3.4 Wyniki obserwacji endoskopowych w otworach rdzeniowych zlokalizowanych w pochylni Izn
Fig. 3.4. Results of endoscopic observations in core drill-holes positioned in the Izn ramp

3.3. Obliczenia numeryczne sił w kotwach

Pomiar sił w kotwach w warunkach kopalnianych jest rzeczywistym odzwierciedleniem obciążenia kotwi. W celu prognozy takiego obciążenia korzysta się najczęściej z modelowania numerycznego [2, 10].

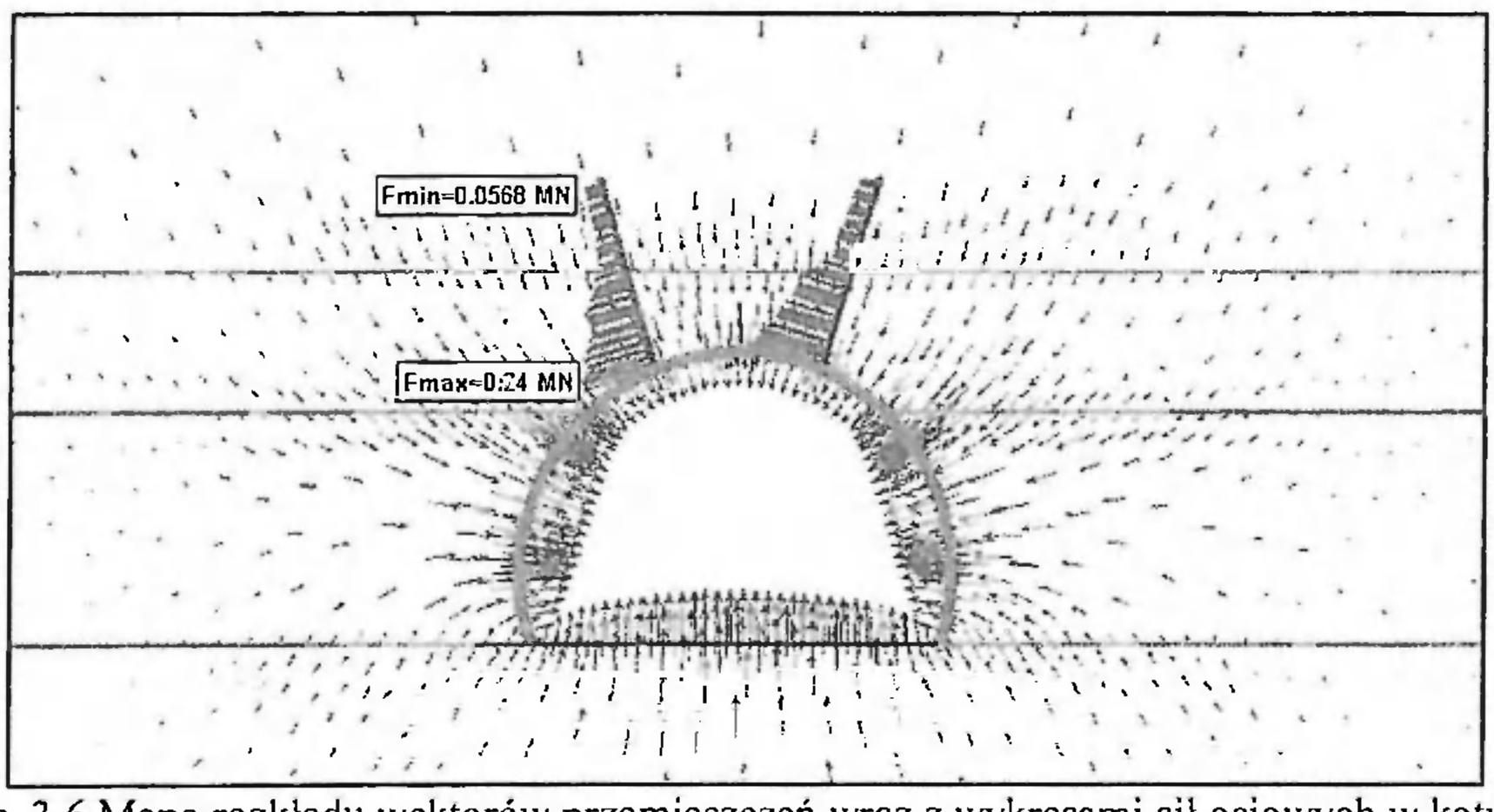
Wykonane na etapie projektowania pochylni Izn obliczenia numeryczne przeprowadzono w płaskim stanie odkształcenia [1]. Założono występowanie warstw skalnych o miąższościach i własnościach określonych na podstawie rozeznania geologicznego. Ponadto przyjęto, że górotwór zachowywał się będzie sprężyście, a poszczególne warstwy są jednorodne i izotropowe. Obudowę podporową zamodelowano jako elementy „belkowe", natomiast kotew jako elementy „prętowe". Dla tak zamodelowanych kotew obciążenie przenosi się poprzez deformację siatki elementów. Założono również, że wartość naciągu wstępnego kotew wynosić będzie 0,02 MN, a nośność całkowita kotwi równa będzie 0,24 MN, co odpowiada minimalnej nośności pary kotew przypiętej do obudowy za pomocą zamka. Dla modeli sprężystych końcowe deformacje górotworu występują natychmiast po wykonaniu wyrobiska i wówczas siły w kotwach przyjmują maksymalną wartość.

Jak wynika z przedstawionych map (rys. 3.5 i rys. 3.6) przebieg ostatecznego rozkładu siły osiowej rozciągającej wzdłuż kotwi jest podobny dla rozstawu odrzwi 1,2 m oraz 1,5 m. Wraz z długością następuje systematyczny choć nierównomierny spadek wartości siły. Zauważalne jest jednak znacznie mniejsze obciążenie kotwi zamodelowanych dla rozstawu obudowy mieszanej 1,2 m. Dla obydwu wykresów uzyskano porównywalne wartości siły na końcu długości kotew 0,04÷0,06 MN.



Rys. 3.5. Mapa rozkładu wektorów przemieszczeń wraz z wykresami sił osiowych w kotwach dla rozstawu odrzwi 1,2 m

Fig. 3.5. The map of shift vectors alongside with the charts of axial forces in bolts for sets' spacing of 1,2 m



Rys. 3.6 Mapa rozkładu wektorów przemieszczeń wraz z wykresami sił osiowych w kotwach dla rozstawu odrzwi 1,5 m

Fig. 3.6. The map of shift vectors alongside with the charts of axial forces in bolts for sets' spacing of 1,5 m

Z przedstawionych map wynika, że znaczny wpływ na wartość siły osiowej mają własności wytrzymałościowo-odkształceniowe skotwionych warstw. Uwidacznia się to szczególnie na rys. 3.6, gdzie zmiana litologii z ośrodka bardziej odkształcalnego (łupek ilasty) na mniej odkształcalny (łupek piaszczysty) powoduje znaczny spadek wartości sił w kotwach.

W celu porównania wyników obliczeń numerycznych z pomiarami w warunkach naturalnych należy pamiętać o przyjętej w obliczeniach numerycznych maksymalnej nośności odpowiadającej parze kotwi tj. 0,24 MN. W związku z tym należy zsumować wartości sił w dwóch kotwach pomiarowych. Na tej podstawie można stwierdzić, że obserwuje się pewną różnicę pomiędzy prognozowanym obciążeniem kotwi a jej rzeczywistą wartością.

Maksymalne zmierzone wartości sił dla obydwu rozstawów odrzwi obudowy mieszanej są niższe niż obliczone. Istnieją jednak przesłanki do stwierdzenia, że postępujący w warunkach in situ wzrost sił może znacząco zbliżyć się do wartości obliczonych. Należy dodać, że w obliczeniach uwzględniono odpowiednie wartości współczynników bezpieczeństwa.

Istnieje również pewna rozbieżność pomiędzy obliczeniami i pomiarami w zakresie miejsca wystąpienia wartości maksymalnych, ale wynika ona w dużej mierze z warunków technologicznych montowania kotew pomiarowych. Pewien wpływ na otrzymane wyniki ma także sposób modelowania numerycznego oraz przyjęcie założeń upraszczających, jakie zawsze się czyni odwzorowując zjawisko rzeczywiste.

Pomimo pewnych różnic uzyskiwanych w obu metodach badawczych przy określaniu sił w kotwach można powiedzieć, że metody numeryczne pozwalają w krótkim czasie prognozować obciążenia, nie tylko kotwi, ale i innych elementów obudowy. Bardzo ważne jest, że wyniki obliczeń numerycznych nie wykazują zaniżonych wartości, co daje poczucie bezpieczeństwa w projektowaniu obudowy.

4. Podsumowanie i wnioski końcowe

Na podstawie powyższych rozważań można stwierdzić, że:

1. Pomiar siły w kotwach pozwala na stosunkowo dokładną analizę obciążeń w poszczególnych, dowolnie wybranych kilku punktach kotwi. Prowadzone pomiary wskazują, że przy zastosowaniu obudowy podporowo-kotwowej, tj. z przykotwionymi łukami stropnicowymi istotne znaczenie ma zagęszczenie obudowy.
2. Większe siły w kotwach zostały zarejestrowane przy rozstawie odrzwi 1,5 m niż przy rozstawie 1,2 m. Ponadto uwidacznia się pewna specyfika współpracy obudowy podporowo-kotwowej z górotworem poprzez wystąpienie sił ściskających w kotwi. Na wartość otrzymanych sił w kotwach ma wpływ niewątpliwie technologia instalacji między innymi: równomierność wypełnienia otworu klejem, wielkość naciągu wstępnego i czas jego zadania.
3. Pomiary endoskopowe zasięgu strefy spękań wykazały, że na wartości sił w kotwach wpływa bezpośrednio wielkość zniszczeń w stropie wyrobiska. Badania te potwierdziły, że dla rozstawu odrzwi 1,5 m tak zasięg, jak i sumaryczne rozwarcie szczelin jest większe niż dla rozstawu 1,2 m.
4. Prezentowane wykresy sił osiowych uzyskane na drodze obliczeń numerycznych na etapie projektowania wyrobiska odbiegają nieco od zarejestrowanych w warunkach in situ. Jednak przyjęte współczynniki bezpieczeństwa dające nieco wyższe wartości od rzeczywistych czynią metodę wiarygodną i przydatną dla praktyki.
5. Przeprowadzone badania wykazują, że w określonych warunkach górniczo-geologicznych możliwe jest rozrzedzenie tradycyjnej obudowy łukowej przy jednoczesnym wzmocnieniu stropu kotwami.

Podziękowania: Autorzy dziękują serdecznie Kierownictwu kopalni KWK „Budryk" za wyrażenie zgody na przeprowadzenie badań w wybranych wyrobiskach kopalni, natomiast mgr inż. Marianowi Pytlikowi za pomoc przy realizacji pomiarów.

Literatura

[1] Bauer J. 1997: Geotechniczne programy dedykowane na przykładzie programu metody elementów skończonych „PHASES". Materiały konferencyjne XX Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, 27-39.
[2] Cała M. i in. 2001: Mechanizm współpracy kotwi z górotworem o zróżnicowanej budowie. Wyd. Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków 2001.
[3] Dows G. 1992: Coal mine roofbolting in the United Kingdom. Gluckauf-Forschungshefte 53, nr 2 68-70.
[4] Daniłowicz R. 2000: Badania możliwości wzmacniania skał kotwiami w koplaniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 2, 33-37.
[5] Fabich S. i in. 2000: Badania zachowania się obudowy kotwowej stropu wyrobisk na podstawie pomiarów wielopunktowymi sondami ekstensometrycznymi i kotwami oprzyrządowanymi. Cuprum nr 12, 73-94.
[6] Ficek J., Kalrus Z. 2001: Drążenie wyrobisk korytarzowych o zwiększonym rozstawie odrzwi – aspekt techniczny i ekonomiczny. Materiały konferencyjne X Szkoły Eksploatacji Podzimnej, Szczyrk, 545-560.
[7] Korpiłkow M.B. 2000: Ekspierimentalne metody opriedielienija usilij b sojedinitielnych uzłach ramno-ankiernoj kriepi. Izw WUZ Gornyj Żurnał nr 4, 44-47.
[8] Korzeniowski W., Piechota S. 2000: Rozkład siły osiowej na podstawie badań in situ. Przegląd Górniczy nr 12, 22–28.
[9] Majcherczyk T., Małkowski P., 2002: Badania szczelinowatości skał stropowych endoskopem otworowym. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 2, 6-12
[10] Majcherczyk T., Niedbalski Z. 2002: Wpływ kształtu wyrobiska w samodzielnej obudowie kotwowej na siły osiowe w kotwach". Materiały konferencyjne XXV Zimowej Szkoły Mechaniki Górotworu, 437-445
[11] Piechota S. i in. 2000: Obudowa mieszana chodników przyścianowych. Wiadomości Górnicze nr 4, 168-177.

Niniejsza praca została wykonana w ramach umowy KBN, numer umowy w AGH 18.18.100.708

The influence of density of mixed lining on axial forces in bolts

Abstract

The paper presents the results of measurement of forces in bolts in mixed lining with various degree of density. The results of coal-mine research are compared to numerical calculations made in the phase of designing the working. Furthermore, the results of endoscopic observations collected directly after making the working and after the period of several months are presented. It was assumed that the size and range of fracture zone in the roof would largely influence the value of axial forces in bolts.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Krzysztof Krauze

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.185–196

Andrzej MEDER, Marcin STEINDOR
Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice
Adam ŚCIUK
Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego, Bytom

Wentylator WR-1 – nowe skuteczne urządzenie w prowadzeniu akcji ratowniczych

Słowa kluczowe

modułowy górniczy wentylator ratowniczy WR-1 – zagrożenia skojarzone – akcja ratownicza

Streszczenie

W referacie przedstawiono nowy modułowy górniczy wentylator ratowniczy WR-1 przeznaczony do przewietrzania wyrobisk górniczych w czasie prowadzenia akcji ratowniczych w warunkach zagrożeń skojarzonych i przy zapewnieniu bezpieczeństwa pracy ratowników oraz zagrożonych ludzi. Omówiono założenia konstrukcyjne, wyniki badań urządzenia doświadczalnego oraz modułów serii próbnej wentylatora WR-1 na stanowisku badawczym CMG-KOMAG i sztolniach ćwiczebnych Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego w Bytomiu. Urządzenie powstało w trakcie realizacji prac badawczo-rozwojowych projektu celowego nr 9T12A 114 98 C/4091, dofinansowanego przez Komitet Badań Naukowych, którego wykonawcą była Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego w Bytomiu a realizatorem Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG w Gliwicach [1].

1. Wstęp

Prowadzenie akcji ratowniczych zmierzających do likwidacji skutków zawałów w wyrobiskach górniczych wymaga ciągłego doskonalenia, w celu poprawienia zarówno efektywności akcji, jak i stworzenia maksymalnie bezpiecznych warunków pracy ratowników.

Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego podjęła intensywne działania mające na celu unowocześnienie i uzupełnienie wyposażenia posiadanego w ramach swojej struktury organizacyjnej specjalistycznych służb ratowniczych. Konieczność podjęcia powyższych działań wynika z analizy przebiegu i doświadczeń uzyskanych podczas ostatnich akcji ratowniczych.

Potrzeba stosowania nowych rozwiązań technicznych i nowoczesnego sprzętu nabiera zasadniczego znaczenia w związku z koniecznością realizacji wniosków ustalonych przez specjalne komisje do zbadania przyczyn i okoliczności wypadków zbiorowych powołane przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego po tragicznych skutkach tąpnięć m.in. w KWK „Nowy

Wirek" i KWK „Zabrze- Bielszowice".

Specyficzne warunki występujące po zaistnieniu zawału skał, a wynikające z faktu towarzyszenia im z reguły innych zagrożeń, w tym między innymi gazowego, pożarowego, wodnego lub trudnych warunków mikroklimatu, narzucają konieczność posiadania przez ratownictwo górnicze specjalistycznego wyposażenia zapewniającego jego skuteczność i szybkość prowadzenia prac ratowniczych oraz umożliwiającego podejmowanie działań przy zapewnieniu maksimum możliwego do osiągnięcia bezpieczeństwa dla ratowników oraz maksymalnie sprawną pomoc dla osób zagrożonych.

Aktualnie w czasie akcji ratowniczej związanej z likwidacją skutków zawału skał w wyrobiskach górniczych używany jest każdy dostępny i przydatny sprzęt, który umożliwia skuteczne i szybkie prowadzenie prac ratowniczych.

Uwzględniając doświadczenia wyniesione z przeprowadzonych akcji ratowniczych stwierdzono, że zasadniczymi warunkami działania zmierzającymi do szybkiego rozpoczęcia akcji ratowniczej i jej dalszego efektywnego kontynuowania są:

- szybkie dostarczenie powietrza do strefy zawału, w której znajdują się uwięzieni ludzie,
- szybkie dotransportowanie niezbędnego sprzętu i materiałów do miejsca prowadzenia akcji,
- odmetanowanie (odgazowanie) ślepego wyrobiska oraz odcinków wyrobisk przyległych, w których nastąpił zanik przepływu powietrza na skutek powstania zawału lub tąpnięcia w celu likwidacji atmosfery wybuchowej lub palnej.

Pierwszy z tych warunków umożliwia uratowanie uwięzionych ludzi, którzy przeżyli samo tąpnięcie lub zawał. Drugi i trzeci pozwalają na szybkie podjęcie działań umożliwiających dotarcie do uwięzionych i ich ratowanie.

Działania takie prowadzone były dotychczas przy użyciu aktualnie dostępnego sprzętu, który nie jest przystosowany do szybkiego transportu i możliwości podłączenia do istniejących na dole kopalni urządzeń i instalacji energetycznych.

2. Wymagania i założenia techniczno - ruchowe dla modułowego górniczego wentylatora ratowniczego

Usprawnienie wentylacji chodników ratowniczych oraz odmetanowanie (odgazowanie) podziemnych wyrobisk górniczych w świetle doświadczeń wyniesionych z przeprowadzonych akcji ratowniczych powinny uwzględniać:

- dobór odpowiednich urządzeń do przewietrzania wyrobisk (wentylatory),
- dobór odpowiednich urządzeń służących do przesyłania powietrza (lekkie przewody lutniowe), opracowanie sposobu szybkiego odmetanowania ślepych odcinków wyrobisk.

Urządzenie, które umożliwiłoby usprawnienie wentylacji chodników ratowniczych oraz szybkie odmetanowanie (odgazowanie) podziemnych wyrobisk górniczych, powinno charakteryzować się:

- małą masą - umożliwiającą ręczny transport przez ratowników,
- wydajnością- umożliwiającą aktywną wentylację chodników ratunkowych,
- spiętrzeniem - dostosowanym do przesyłania powietrza lutniociągami o średnicy 200 do 300 mm na odpowiednią odległość w zależności od występujących warunków górniczo-technicznych w rejonie prowadzonej akcji ratowniczej,
- napięciem zasilania - dostosowanym do wartości typowych napięć występujących w wyrobiskach podziemnych kopalń,
- możliwością łączenia urządzenia w zestawy w celu podniesienia wydajności oraz spiętrze-

nia,
- gabarytami nie przekraczającymi 0,7 m dla każdego wymiaru przestrzennego,
- dopuszczeniem Wyższego Urzędu Górniczego do pracy w podziemnych wyrobiskach górniczych.

Z przeprowadzonej analizy i przeglądu oferowanych przez producentów aktualnych rozwiązań wentylatorów wynikało, że wentylator lutniowy dla celów ratownictwa górniczego nie był (w kraju i na świecie) przedmiotem prac badawczych i konstrukcyjnych.

Obecnie żaden producent krajowy, w tym również główny producent wentylatorów lutniowych dla górnictwa w Polsce, tj. POWEN SA w Zabrzu, nie dysponuje typami wentylatorów, które spełniałyby wszystkie wymagania dla urządzenia umożliwiającego sprawne przeprowadzenie wentylacji chodników ratowniczych oraz odmetanowania wyrobisk.

Nie dysponuje nim również górnictwo zachodnio-europejskie i światowe. Stan ten potwierdzały liczne kontakty zagraniczne i wymiana doświadczeń pomiędzy Centralną Stacją Ratownictwa Górniczego w Bytomiu a stacjami ratownictwa górniczego w Wielkiej Brytanii, Niemczech, Francji, USA, Czechach, Słowacji, Australii, czy Chinach.

Z uwagi na brak możliwości bezpośredniego doboru odpowiedniego wentylatora dla potrzeb ratownictwa górniczego z aktualnych ofert producentów krajowych i zagranicznych, niezbędnym było zaprojektowanie, a następnie przeprowadzenie prac konstrukcyjnych oraz badawczych celem wdrożenia do ratownictwa górniczego lekkiego wentylatora o konstrukcji modułowej, umożliwiającej łączenie tych modułów w zestawy.

W celu zapewnienia warunków dla efektywnej pracy lekkiego modułowego wentylatora niezbędnym było również dobranie odpowiedniego przewodu lutniowego do współpracy z tym wentylatorem.

Biorąc pod uwagę pożądane parametry dla przewodów lutniowych w świetle potrzeb ratownictwa górniczego stwierdzono, że najodpowiedniejszym przewodem lutniowym jest przewód elastyczny o średnicy 200 mm typu
PLT-200 wykonany z tkaniny LUTNIOWINYL-GG-83/96.

Dla potwierdzenia trafności doboru i przydatności wybranego przewodu lutniowego, a w szczególności jego efektywnej współpracy z lekkim modułowym wentylatorem ratowniczym, przeprowadzono próby ruchowe na specjalnym stanowisku badawczym w wyrobiskach ćwiczebnych i doświadczalnych Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego w Bytomiu. Uzyskane wyniki badań pozwoliły stwierdzić, że parametry techniczne - modułu górniczego wentylatora ratowniczego powinny być następujące:
- masa - umożliwiająca ręczny transport przez dwu ratowników (mniejsza niż 60 kg),
- wydajność -30 m^3/min,
- spiętrzenie - 1200 Pa,
- napięcie zasilania - 500 V,
- dostosowanie do przesyłania powietrza przewodami lutniowymi ø 200 mm,
- gabaryty nie przekraczające 0,7 m dla każdego wymiaru przestrzennego,
- możliwość łączenia wentylatorów w zestawy dla podniesienia wydajności oraz spiętrzenia,
- dostosowanie połączenia modułów wentylatorów w sposób sztywny lub elastyczny.

Przeprowadzone przez CSRG działania związane z realizacją zmusiły do pozyskania odpowiedniego silnika elektrycznego do projektowanego wentylatora.

W wyniku wykonanego rozeznania ustalono, że producentem silnika odpowiadającego parametrom założonym dla projektowanego układu przepływowego jest TAMEL - Tarnów. Firma ta oferowała silnik elektryczny ESKg 90L-2A o mocy 1,5 kW.

Istotnymi parametrami przy doborze silnika elektrycznego były:
- jego masa, znacznie mniejsza niż 60 kg,
- moc silnika, która powinna wynosić 1,5 kW w celu zapewnienia możliwości uzyskania założonej wydajności 30 m^3/min oraz spiętrzenia 1200 Pa,
- gabaryty silnika, umożliwiające wykonanie konstrukcji wentylatora o średnicy wewnętrznej obudowy nie większej niż 350 mm,
- napięcie zasilania 500 V dostosowane do wartości typowego napięcia występującego w wyrobiskach podziemnych kopalń.

Rozważano również możliwość podniesienia parametrów przepływowych projektowanego wentylatora przez zastosowanie silnika elektrycznego typu ESKg 90L-2B o mocy 2,2 kW, w tej samej obudowie. Odstąpiono jednak od tej koncepcji ze względu na to, że zwiększyłoby to masę wentylatora o 2 kg.

3. Obliczenia aerodynamiczne i optymalizacja układu przepływowego modułowego wentylatora ratowniczego

Na podstawie analizy ustalono następujące parametry wejściowe do obliczeń układu przepływowego wentylatora:

Wydajność	40	m^3/min (0,67 m^3/s)
Przyrost spiętrzenia całkowitego	1300	Pa
Największa średnica wirnika	350	mm
Liczba obrotów wirnika	2950	min^{-1}
Moc silnika elektrycznego	≤1,5	kW
Gęstość powietrza C	1,18	kg/m^3
Maksymalna prędkość obwodowa wirnika	54	m/s

Ocena wskaźników pracy układu przepływowego wentylatora (wydajność, ciśnienie oraz szybkobieżność) wykazała jego wysokie obciążenie aerodynamiczne, któremu nie są w stanie sprostać klasyczne rozwiązania układów przepływowych, opartych na założeniu

$$C_m = \text{const} \quad \text{i} \quad r \times \Delta Cu = \text{const}$$

(zasada swobodnego wiru). Układ przepływowy zdolny do zrealizowania założonych wysokich obciążeń aerodynamicznych może być zrealizowany tylko przez wirnik z przyspieszeniem merydionalnym strumienia.

Przepływ z merydionalnym przyspieszeniem strumienia jest przepływem przestrzennym, a jego optymalizacja jest możliwa tylko przez odpowiedni program komputerowy. Z tych powodów obliczenia zlecono do wykonania Przedsiębiorstwu Usługowo-Produkcyjne „WIROPOL", które jako jedyne w kraju dysponuje unikalnym programem MIAG, umożliwiającym profesjonalną realizację obliczeń, zapewniających, z dużym prawdopodobieństwem, uzyskanie założonych parametrów pracy w obiekcie rzeczywistym. W programie założono 6 wariantów obliczeń dla różnych stosunków średnic wirnika i wielkości wirnika. Obliczenia wykonano dla 12, 14 i 16 łopatek wirnika. W trakcie prowadzenia obliczeń prowadzona była na bieżąco analiza wyników.

W wyniku prowadzonych prac ustalono następujące, podstawowe parametry układu przepływowego, który powinien spełnić założone parametry aerodynamiczne:

- średnica zewnętrzna wirnika 350 mm,
- średnica wewnętrzna wirnika, większa 262,5 mm,
- średnica wewnętrzna wirnika, mniejsza 200 mm.

Na podstawie szczegółowego toku obliczeń Przedsiębiorstwo „WIROPOL" opracowało szczegółowe tablice oraz rysunki stanowiące główne wytyczne do konstrukcyjnego opracowania kształtu łopatek wirnika i kierownicy charakteryzujących się stałą grubością oraz do wykonania szablonów dla łopatek wirnika.

4. Próby i badania stanowiskowe urządzenia doświadczalnego

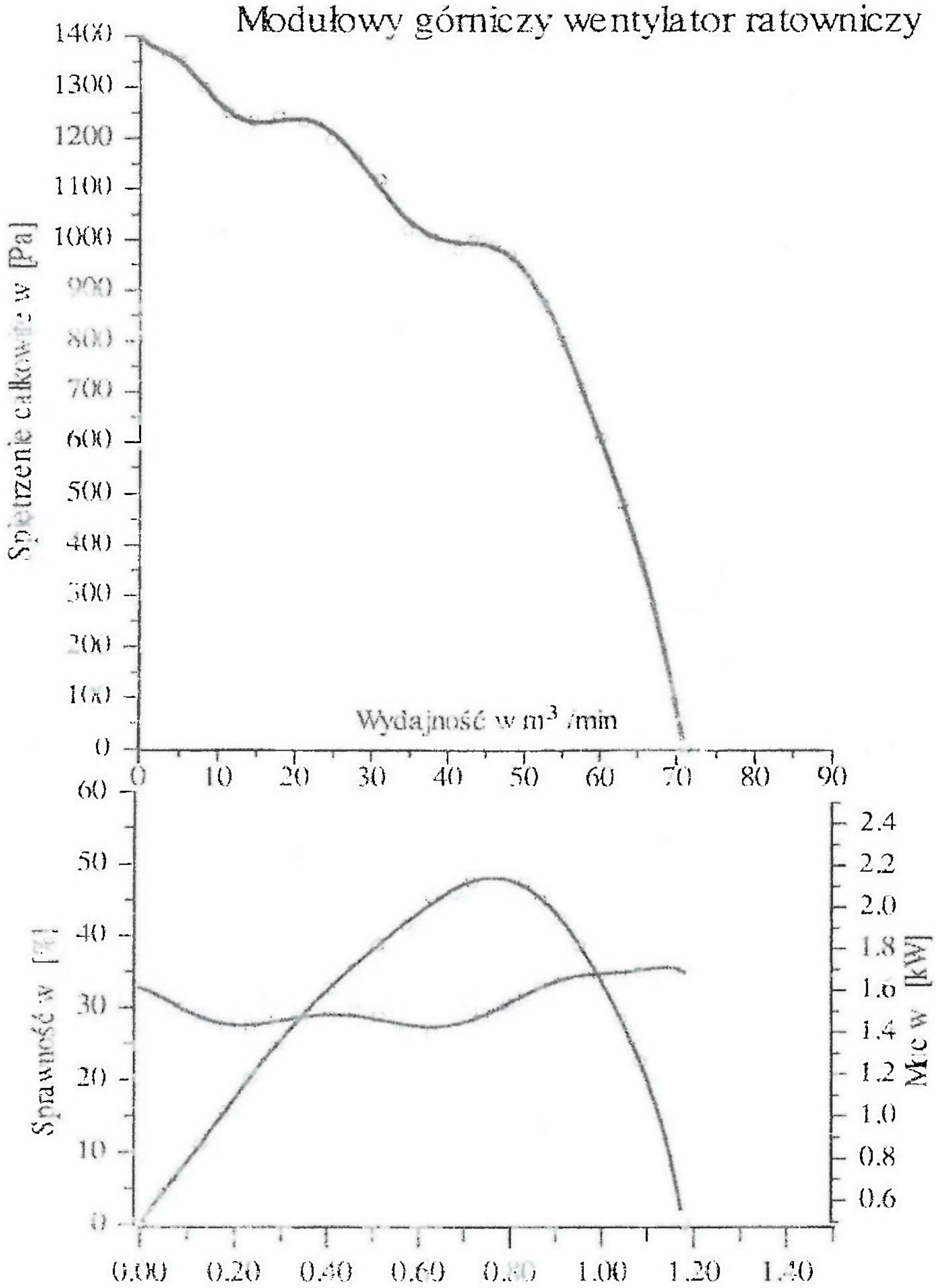
Próby i badania stanowiskowe urządzenia doświadczalnego wykonanego przez Przedsiębiorstwo Wielobranżowe WIROMAG S.A. przeprowadzono na stanowisku do badania wentylatorów w CMG-KOMAG w Gliwicach. Celem badań było określenie charakterystyk wentylatora:

- Spiętrzenie całkowite (zredukowane) w funkcji wydajności: $\Delta p_{cz} = f(V)$
- Sprawność całkowita w funkcji wydajności: $\eta = f(V)$
- Moc zespołu (zredukowana) w funkcji wydajności: $N_{elz} = f(V)$

Redukcję odpowiednich parametrów przeprowadzono dla gęstości 1,2 kg/m^3 powietrza na wlocie do wentylatora. Celem określenia wyżej wymienionych zależności wykonano pomiary szeregu parametrów stałych i zmiennych, a dla wybranych punktów pomiarowych charakterystyki przeprowadzono ocenę niepewności obliczeń wyżej wymienionych zależności spiętrzenia, sprawności i mocy w funkcji wydajności.

Podstawą do wyznaczenia charakterystyki wentylatora były: norma PN-93/M-53950/01 pt.: Pomiar strumienia masy i strumienia objętości płynów za pomocą zwężek pomiarowych oraz sprawozdanie Nr 5/69 (ZKMPW-CMG-KOMAG) pt.: Obliczenia charakterystyk wentylatorów. Szczegółowy tok obliczeń przeprowadzono wg specjalistycznego programu komputerowego, opracowanego w CMG-KOMAG, do obliczeń charakterystyk wentylatorów. Uzyskane charakterystyki wentylatora przedstawione na rys. 1, przedstawiające średnie wartości obliczonych parametrów charakterystyki i określonych wartości skrajnych, redukowanych do gęstości 1,2 kg/m^3 powietrza na wlocie do wentylatora.

Przedstawiony na rys. 4.1 wykres zależności $\Delta p_{cz} = f(V)$ wykazuje, że charakterystyka wentylatora zmienia się w sposób monotoniczny, tzn. wraz ze spadkiem wydajności wentylatora jego spiętrzenie całkowite ciągle wzrasta. Jest to bardzo korzystna cecha wentylatora, gdyż umożliwia łączenie go w moduły do pracy szeregowej lub równoległej.



Rys. 4.1. Charakterystyki pracy wentylatora
Fig. 4.1. Characteristics of the fan operation

W całym zakresie pracy wentylatora nie stwierdzono przekroczenia dopuszczalnej mocy 1,5 kW na wale silnika elektrycznego, nie istnieje więc możliwość jego przegrzania.

Określone, na podstawie charakterystyki, parametry wentylatora w punkcie obliczeniowym dla którego przyjęto wydajność wentylatora q_v= 6,7 m^3/min wynoszą: spiętrzenie całkowite Δp_{cz} = 974 ÷ 985 Pa, średnio 979 Pa, przy zmierzonej liczbie obrotów wirnika n = 2862 min^{-1}.

Dla ww. wydajności obliczeniowej założono spiętrzenie 1200 Pa. Założenia (q_v= 6,7 m^3/min, Δp_{cz} = 1200 Pa, n = 2950 min^{-1}) dotyczą układu przepływowego wirnik - kierownica, natomiast wyniki pomiarów obejmują wentylator zawierający, oprócz wirnika i kierownicy różne niezbędne elementy konstrukcyjne, które powodujące obniżenie parametrów osiąganych przez układ przepływowy wirnika i kierownicy o 265 Pa.

5. Próby techniczno – ruchowe urządzenia doświadczalnego

Zasadniczym celem prób techniczno - ruchowych było:

- dokonanie oceny parametrów urządzenia doświadczalnego górniczego wentylatora ratowniczego w akcjach ratowniczych,
- dokonanie oceny modułu wentylatora, a w szczególności jego walorów ergonomicznych, przydatności i funkcjonalności w warunkach występujących w podziemnych wyrobiskach górniczych, (dostosowania do sprawnego transportu, montażu itp.).

Do przeprowadzenia tych prób wytypowano wyrobiska ćwiczebne - badawcze Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego w Bytomiu, w których warunki gwarantowały przeprowadzenie całości zaplanowanych badań (ocenę parametrów, określenie uwag w odniesieniu do konstrukcji modułu wentylatora).

Jako przewody lutniowe wykorzystano:

- lutniociąg z lutni elastycznych PLT-200 o średnicy 200 mm o długości 122 m,
- rurociąg z rur plastikowych o średnicy 160 mm o dużym stopniu gładkości powierzchni wewnętrznej o długości 102 m.

Urządzenie doświadczalne dołączone było oddzielnie do każdego z tych przewodów.

Pomiar strumienia objętości powietrza na końcu przewodu wykonano używając anemometru. W tym celu urządzenie doświadczalne podłączono najpierw z lutniociągiem elastycznym Ø200 mm i mierzono prędkość powietrza na jego końcu anemometrem A-1200 Exi o średnicy czaszy Ø60 mm. Kolejne pomiary dokonywano skracając długość lutniociągu.

W dalszej kolejności urządzenie doświadczalne dołączono do rurociągu plastikowego Ø160 mm dokonując pomiarów na wylocie rurociągu, skracanego o kolejne odcinki.

Na podstawie analizy wyników pomiarów stwierdzono, że parametry doświadczalnego urządzenia górniczego wentylatora ratowniczego odpowiadają założeniom projektowym. W szczególności: wysokie spiętrzenie wentylatora (maks. do 1393 Pa - wg opracowania CMG KOMAG z czerwca 2000 r.) umożliwia pokonanie oporów ponad 100 m przewodu lutniowego, z utrzymaniem zadawalającej ilości przepływu powietrza na końcu tego przewodu tj. 20,76 m^3 /min dla przewodu elastycznego Ø 200 mm oraz 12,33 m^3/min dla przewodu plastikowego Ø160 mm.

6. Seria próbna modułowego górniczego wentylatora ratowniczego WR-1

Wnikliwa analiza konstrukcji i cech ergonomicznych urządzenia doświadczalnego na stanowisku badawczym w CMG-KOMAG oraz w trakcie badań w sztolni ćwiczebnej Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego wykazała konieczność dokonania odpowiednich zmian konstrukcyjnych, w celu jego przystosowania do łatwego transportu przez dwóch ratowników oraz możliwości jego łatwego połączenia ze współpracujący lutniociągiem, i szeregowego lub równoległego łączenia modułów. Wiązało się to z koniecznością obniżenia masy całkowitej wentylatora oraz wyposażenia go w odpowiednio szerokie uchwyty umożliwiające bezpieczny transport oraz podwieszenie do kolejki lub obudowy wyrobiska. Konieczność łączenia poszczególnych modułów pomiędzy sobą lub wymóg szybkiego połączenie wentylatora ze współpracującym lutniociągiem, wymagało odpowiedniego ukształtowani jego wlotu i wylotu.

Na podstawie konsultacji z Centralną Stacją Ratownictwa Górniczego, w CMG-KOMAG opracowano dokumentację modułowego górniczego wentylatora ratowniczego WR-1 do serii próbnej, uzyskując obniżenie jego masy całkowitej do 74 kg. Przedsiębiorstwo Wielobranżowe WIROMAG S.A. w Dobrym Mieście wykonało wg tej dokumentacji trzy sztuki takich wentylatorów. Na podstawie pozytywnych wyników badań atestacyjnych przeprowadzonych przez JEDNOSTKĘ CERTYFIKUJĄCĄ WYROBY GIG-Katowice, CENTRUM „EMAG"- Katowice, oraz GIG KD „BARBARA" w Mikołowie, modułowy górniczy wentylator ratowniczy WR-I produkowany przez Przedsiębiorstwo Wielobranżowe WIROMAG S.A. w Dobrym Mieście, uzyskał decyzją Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego dopuszczenie do stosowania w podziemnych zakładach górniczych zgodnie z właściwościami określonymi cechą budowy przeciwwybuchowej ExdI/IIBT4 i znak dopuszczenia GM – 190/01.



Rys. 6.1. Modułowy górniczy wentylator ratowniczy WR-1
Fig. 6.1. WR-1 module mine rescue fan



Rys. 6.2. Transport ręczny modułowego górniczego wentylatora ratowniczego WR-1 w podziemnym wyrobisku zakładu górniczego przez dwóch ratowników
Fig. 6.2. Carrying the WR-1 module mine rescue fan by two rescuemen in the underground workings

7. Badania ruchowe serii próbnej wentylatora WR-1

Badania ruchowe serii próbnej modułowego górniczego wentylatora ratowniczego WR-1 przeprowadzono w sztolniach ćwiczebnych Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego w Bytomiu. Wyniki badań wykazały że:

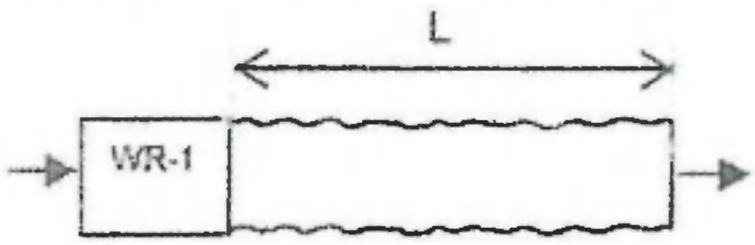
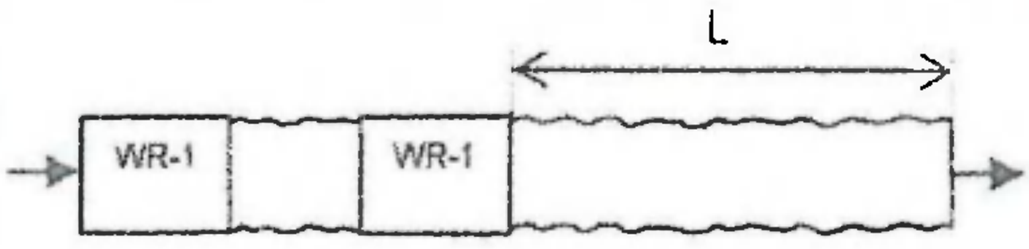
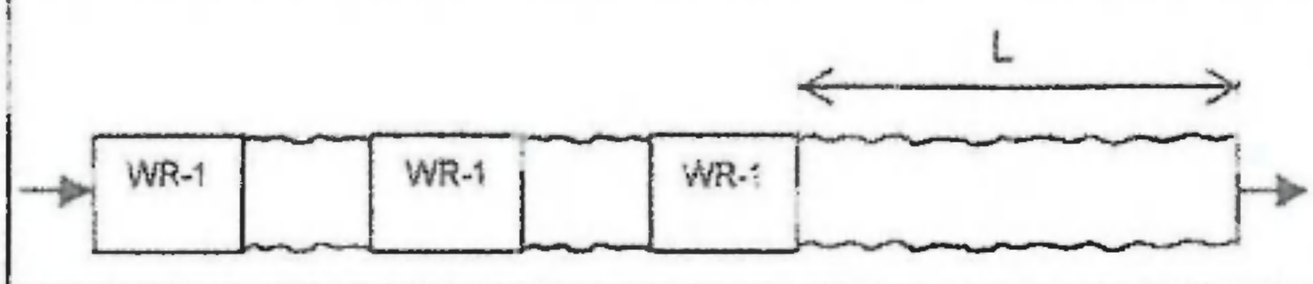
- parametry ruchowe serii próbnej modułowego górniczego wentylatora ratowniczego typ WR-1, tj.: spiętrzenie robocze Ap i wydajność robocza V są zbliżone do parametrów ruchowych urządzenia doświadczalnego, i mieszczą się w przyjętym 10-cio procentowym zakresie tolerancji,
- dwa moduły górniczego wentylatora ratowniczego typ WR-1 dobrze współpracowały ze sobą w układzie szeregowym, zapewniając wydajność roboczą powietrza około 30 m^3/min. na długości lutniociągu równej 60 m,
- trzy moduły górniczego wentylatora ratowniczego typ WR-1 dobrze współpracowały ze sobą w układzie szeregowym, zapewniając wydajność roboczą powietrza równą 30 m^3/min na długości lutniociągu równej 76 m,
- pracę dwóch modułów górniczego wentylatora ratowniczego typu WR-1 w układzie równoległym charakteryzował wzrost ilości powietrza na końcu badanego odcinka przewodu lutniowego, a wydajność robocza powietrza równa 30 m^3/min była zapewniona na długości lutniociągu równej 49 m.

Układ dwóch modułów połączonych równolegle wymagał jednak dokładności w montażu zestawu, a także precyzyjnego ustawienia w miejscu pracy. Wynikało to z bardzo dużej czułości układu równoległego na każdą niesymetryczność.

8. Warianty pracy modułowego górniczego wentylatora ratowniczego typu WR-1

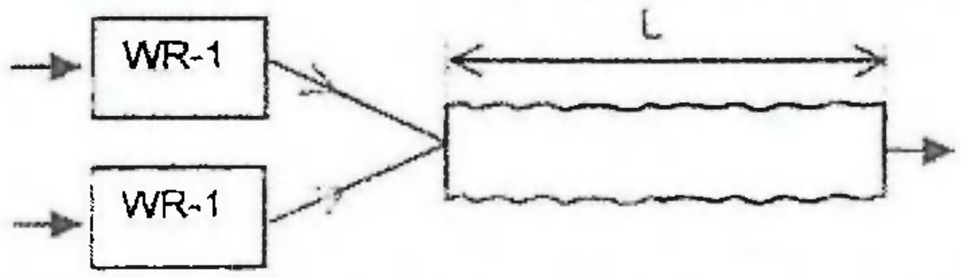
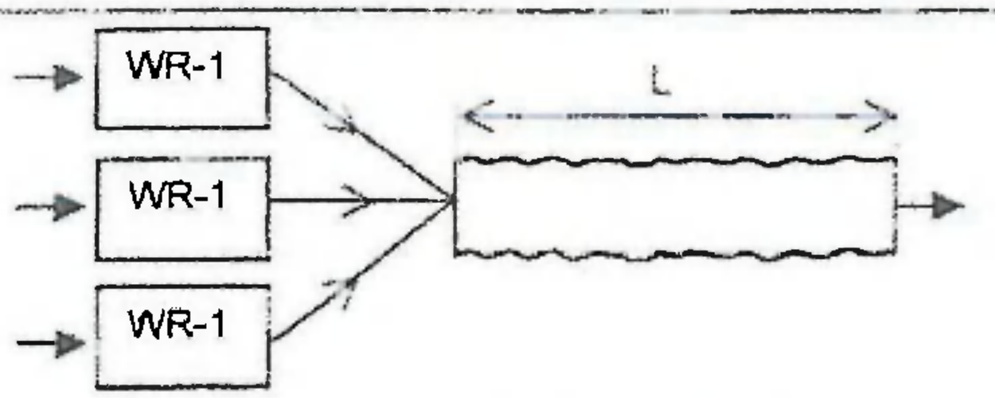
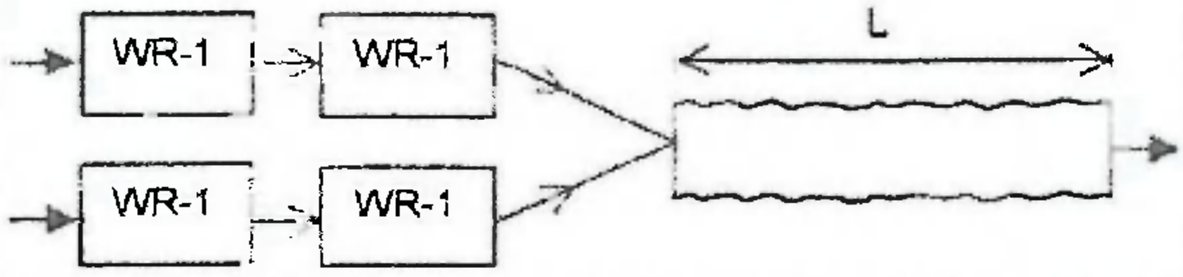
Na podstawie przeprowadzonych badań ruchowych opracowano następujące warianty pracy modułowego górniczego wentylatora ratowniczego typ WR-1:

Tablica 8.1. Warianty pracy modułowego górniczego wentylatora ratowniczego lub wentylatorów WR-1połączonych szeregowo
Table 8.1. Variants of the operation of the WR-1 module mine rescue fan or the fans connected in series

Wariant zastosowania modułowego górniczego wentylatora ratowniczego lub wentylatorow typu WR-1 połączonych szeregowo.	Srednica lutni elastycznej [mm]	
	200	400
	Maksymalna długość tłoczna lutniociągu L [m] *)	
	42	170
	60	240
	76	300

*) L [m] – Maksymalna długośc tłoczna lutniociągu (elastycznych przewodów powietrznych przy danej średnicy lutni elastycznej) współpracującego z wentylatorem lub wentylatorami typu WR-1 zapewniająca na wylocie z lutniociągu minimalną wydajność V = 0,5 m^3/s (30 m^3/h).

Tablica 8.2. Warianty pracy modułowych górniczych wentylatorów ratowniczych WR-1 połączonych równolegle oraz szeregowo – równolegle
Table 8.2. Variants of the operation of the WR-1 module mine rescue fans connected in parallel and in parallel-and-series

Wariant zastosowania modułowych górniczych wentylatorów ratowniczych typu WR-1 połączonych rownolegle oraz szeregowo-równolegle	Srednica lutni elastycznej [mm]	
	200	400
	Maksymalna długość tłoczna lutniociągu L [m] *)	
	49	190
	54	210
	70	280

*) L [m] – Maksymalna długość tłoczna lutniociągu (elastycznych przewodów powietrznych przy danej srednicy lutni elastycznej) współpracującego z wentylatorami typu WR-1 zapewniająca na wylocie z lutniociągu minimalną wydajnosć V = 0,5 m³/s (30 m³/h).

). Wnioski

Modułowe górnicze wentylatory ratownicze typu WR-1 serii próbnej wyposażone w szerokie uchwyty, są poręczne tak podczas transportu ręcznego pojedynczego modułu wykonywanego przez dwóch ratowników górniczych jak i podczas podwieszania łańcuchami do kolejki linowej, a szerokie uchwyty pozwalają na ich stabilne ustawienie na płaskim spągu.

Moduły górniczych wentylatorów ratowniczych typu WR-1 z serii próbnej charakteryzowały się bezawaryjną pracą w czasie badań ruchowych trwających 4 tygodnie.

Jeden moduł górniczego wentylatora ratowniczego typ WR-1 wraz z osprzętem (łącznik redukcyjny i ok. 30 m lutni elastycznych typu PLT-200) może być dotransportowany na miejsce pracy w sposób ręczny przez jeden zastęp ratowników górniczych. Uruchomienie wentylatora przy przygotowanej sieci elektrycznej następuje w czasie ok. 30 min. od chwili dotransportowania na miejsce pracy.

Modułowy górniczy wentylator ratowniczy WR-1 stanowi nowe skuteczne urządzenie

w pełni przydatne przy przewietrzaniu wyrobisk górniczych, w czasie prowadzenia akcji ratowniczej, w warunkach zagrożeń skojarzonych i przy zapewnieniu bezpieczeństwa pracy ratowników oraz ratowania zagrożonych ludzi.

Literatura

[1] Raport końcowy z realizacji projektu celowego nr 9T12A 114 98C/4091, dofinansowanego przez Komitet Badań Naukowych i realizowanego przez Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG w Gliwicach pt.: *Przewietrzanie wyrobisk górniczych w czasie prowadzenia akcji ratowniczej w zagrożeniach skojarzonych w aspekcie zapewnienia bezpieczeństwa pracy ratowników i ratowania zagrożonych ludzi.* Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego w Bytomiu, luty 2002.

WR-1 fan – a new efficient device used in the rescue operations

Abstract

A new WR-1 module mine rescue fan, designed for venting the workings during the rescue operations in the conditions of the complex hazards, which secures a safety of the rescuemen and the people who are in danger, is presented in the paper. The brief foredesigns and test results of the experimental device as well as of the prototype series of the WR-1 fan carried out on the KOMAG Centre's test rig and in the training adits of the Central Mining Rescue Station in Bytom, are discussed. The device has been developed during the realization of the R & D work within the project No 9T12A 114 98 C/ 4901 granted to the Central Mining Rescue Station in Bytom and financed by the State Committee for Scientific Research (KBN), where the KOMAG Mining Mechanization Centre in Gliwice was the performer.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Nikodem Szlązak

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 197-205

Lech MIELNICZUK, Józef RUSINEK
KWK „Piast", Bieruń

Skuteczna likwidacja pożaru endogenicznego w KWK „Piast" Ruch II

Słowa kluczowe

pożary endogeniczne – akcja ratownicza – zagrożenia naturalne

Streszczenie

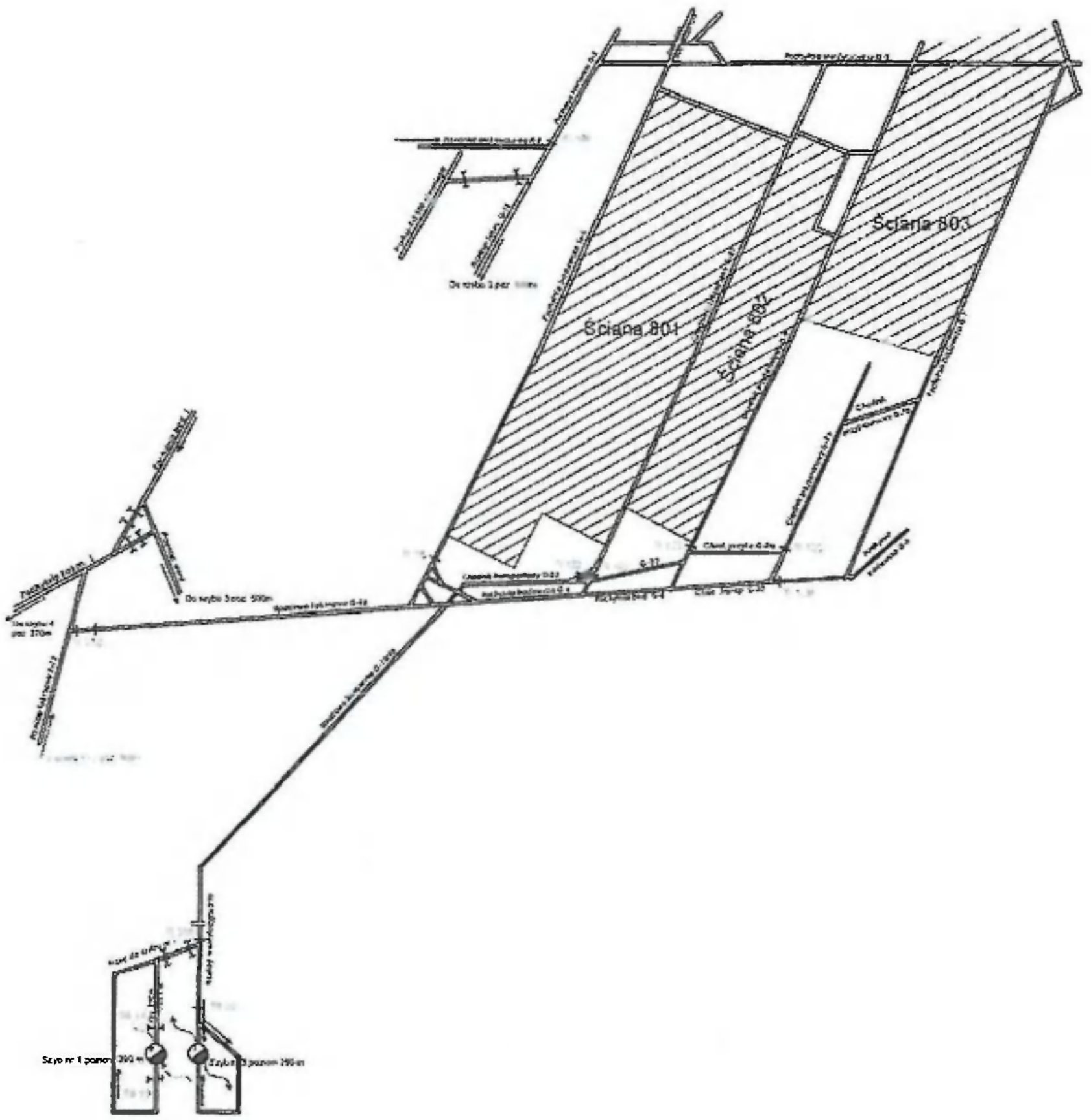
Pożar zaistniał w rejonie otamowanych zrobów pokładu 207 pomiędzy poziomem 500 m, a poziomem 290 m. Rejon ten po wyeksploatowaniu ścian 801, 802 oraz 803 został zlikwidowany i otamowany tamami izolacyjnymi TI-305, TI-312, TI-196. W dniu 03.06.2002 r. około godz. 8^{15} w trakcie wykonywania pomiarów wentylacyjnych przy nowo wykonanej tamie izolacyjnej TI-305, zlokalizowanej w przekopie wentylacyjnym na poz. 290 m stwierdzono wydzielanie się zza tamy związków aromatycznych oraz pulsacyjne zmiany stężenia tlenku węgla przed tamą od 12 ppm do 5000 ppm. Ze względu na wzrastające zawartości CO w powietrzu wypływającym zza TI-305 oraz wyniki laboratoryjne z pipety pobranej ok. godz. $11^{[illegible]}$ zza TI-305 o godzinie 16^{22} podjęto decyzję o rozpoczęciu akcji ratowniczej przeciwpożarowej. Akcja ratownicza przeciwpożarowa polegała na skutecznym doszczelnieniu tam izolacyjnych przy zastosowaniu nowoczesnych materiałów uszczelniających (Durafoam, Tekblend, Teksil, kleje Erkadur-Erkadol). Akcję zakończono dnia 09.06.2002 r. o godzinie 10^{20}.

1. Przyczyny i objawy powstania pożaru

Pożar zaistniał w rejonie otamowanych zrobów pokładu 207 parceli „G" pomiędzy poziomem 500, a poziomem 290 m. Rejon ten po wyeksploatowaniu ścian 801, 802 oraz 803 został zlikwidowany i otamowany tamami izolacyjnymi TI-305, TI-312, TI-196. Wszystkie trzy tamy izolacyjne zostały wykonane jako tamy murowe z kostki WC o grubości 25 cm. Tama izolacyjna TI-305 zlokalizowana była w przekopie wentylacyjnym na poziomie 290 m (wyrobisko kamienne) w odległości około 150 m od szybu 3 i około 18 m od objazdu szybu 1 poziom 290 m. Tama izolacyjna TI-312 zabudowana była w upadowej taśmowej G-16 w pokładzie 207 (wyrobisko kamienne) w odległości około 10 m od przekopu taśmowego 1. Tama izolacyjna TI-196 zabudowana była w pochylni kamiennej G-2 w odległości około 7 m od przecinki odstawczej (rys. 1.1).

Pokład 207 w rejonie pożaru jest niemetanowy i zaliczony do:

- I stopnia zagrożenia wodnego,
- I stopnia zagrożenia tąpaniami,
- klasy „A" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego,
- V grupy skłonności do samozapalenia.



Rys. 1.1. Szkic wyrobisk w pokładzie 207
Fig. 1.1. Sketch of the excavations in the seam 207

W dniu 03.06.2002 r. około godz. 8^{05} Zastępca Kierownika Działu Wentylacji – Inżynier Wentylacji, wraz z sztygarem oddziałowym oddziału WW-2 udali się na poziom 290 m w rejon wybudowanej tamy izolacyjnej TI-305 w celu dokonania oględzin tamy, wyznaczenia miejsca pod budowę drugiej oraz wykonania w tym rejonie rutynowych pomiarów wentylacyjnych. Podczas kontroli stwierdzono wydzielanie się zza tamy związków aromatycznych oraz pulsacyjne zmiany stężenia tlenku węgla od 12 ppm do 5000 ppm. Ogólny stan tamy nie budził zastrzeżeń. Inżynier wentylacji skierował w rejon ww. tamy zastęp ratowników wyposażony w pipety szklane oraz polecił sztygarowi oddziałowemu oddziału WW-II, aby udał się na poziom 500 m i skontrolował stan tam izolacyjnych TI-312 i TI-196. Po przybyciu na poziom 290 m zastępu ratowników otworzono tamy regulacyjne w objeździe szybu nr 1 na poziomie 290 m w celu zwiększenia przepływu powietrza w rejonie i zmniejszenia różnicy ciśnień na tamie TI-305. Ze względu na rosnące stężenie tlenku węgla wypływającego zza tamy oraz wyniki pobranej próby powietrza zza tamy TI-305, (O_2 – 7,66%; CO_2 – 7,40%; CO – 3,82%; CH_4 – 0,73%; H_2 – 2%; C_2H_2 – 0,052%; C_2H_6 – 0,048%) o godzinie 16^{22} podjęto decyzję o rozpoczęciu akcji przeciwpożarowej.

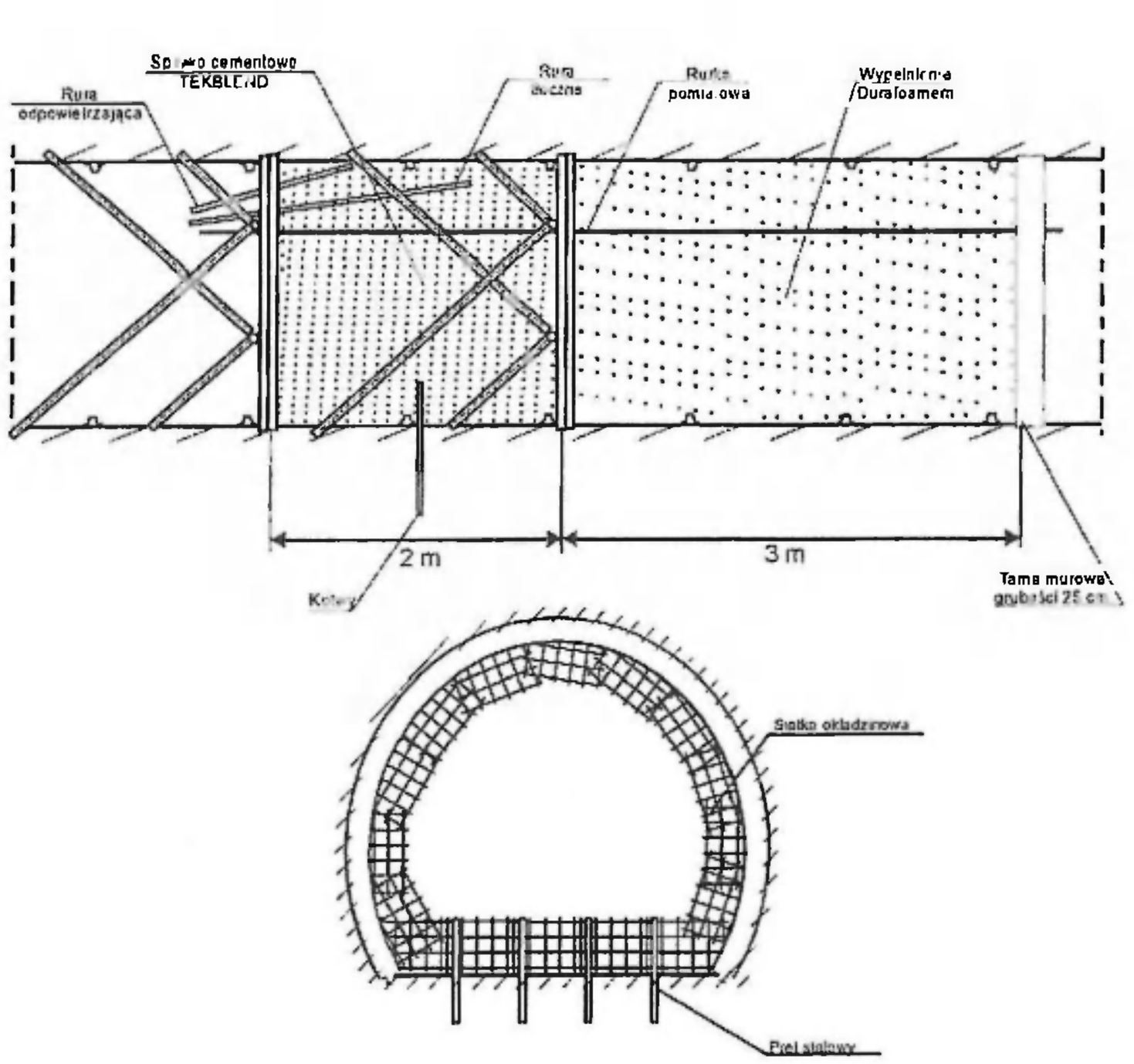
2. Przebieg akcji

O godzinie 16^{45} kierownik akcji wydał polecenie wysłania telefonogramu i powiadomienia o rozpoczęciu akcji ratowniczej przeciwpożarowej wszystkich osób i instytucji, zgodnie z wykazem imiennym w „Planie ratownictwa". Następnie wyznaczył strefę zagrożenia i miejsca obstawy, powołał Kierownika Akcji na Dole i Kierownika bazy oraz wyznaczył miejsce Bazy Ratowniczej na poziomie 290 m w chodniku dojściowym do szybu nr 1, przed przecinką do przekopu wentylacyjnego. O godzinie 17^{32} na kopalnię przybyły zastępy ratownicze OSRG w Tychach, a o godzinie 17^{48} pogotowie pomiarowe z CSRG Bytom. Kierownik Akcji po przeanalizowaniu ze Sztabem Akcji sytuacji, ze względu na brak możliwości aktywnej likwidacji pożaru wydał polecenie izolacji rejonu pożaru poprzez uszczelnienie tam izolacyjnych TI-312, TI-196 (wlotowych) oraz TI-305 (wylotowej) przy pomocy piany mineralno-cementowej Durafoam firmy Fosrock Poland. W tym celu polecono wykonanie transportu materiału do wykonania deskowych tam ryglowych, przed istniejącymi już tamami izolacyjnymi murowymi oraz worków z Durafoamem i pompy MONO do podawania piany mineralno cementowej. O godzinie 20^{45} zakończono rozwijanie linii chromatografu z bazy za tamę izolacyjną TI-305 oraz w kierunku szybu wentylacyjnego nr 3. Od tego momentu na bieżąco prowadzono pomiary chromatograficzne zza TI-305 oraz w wylotowym prądzie powietrza do szybu nr 3 poziom 290 m (wyniki pomiaru przedstawiono w tablicy 2.1). Dodatkowo w szybie nr 1 od poziomu 290 do zrębu szybu rozwinięto linię chromatograficzną w celu zapewnienia ciągłości pomiarów w przypadku wycofania Bazy Ratowniczej z poziomu 290 m.

Budowę tam ryglowych w rejonie TI-312, TI-305 oraz TI-196 zakończono 6.06.2002 roku i przystąpiono do wtłaczania Durafoamu. Dodatkowo, ze względu na duże spękania górotworu w rejonie pochylni taśmowej G-16 (TI-312) uruchomiono torkretnicę i otorkretowano odcinek pochylni taśmowej G-16, od TI-312 do skrzyżowania z przekopem taśmowym 1 oraz przekop taśmowy 1 na odcinku 30 m od skrzyżowania z G-16. W dniu 7 czerwca 2002 r. zakończono uszczelnianie tam izolacyjnych TI-305, TI-312 i TI-196 poprzez doszczelnienie korków z Durofoamu. Ze względu na to, że rejon pożaru jest rejonem zlikwidowanym i przeznaczonym w późniejszym terminie do zatopienia Kierownik Akcji podjął decyzję o dodatkowym odizolowaniu środowiska pożaru od czynnych wyrobisk dwoma tamami przeciwwybuchowymi, zabudowanymi przed istniejącymi tamami Tl-305 i TI-312. Konstrukcja tam została oparta z jednej strony o istniejące tamy izolacyjne TI-305 oraz TI-312, z drugiej strony o tamy ryglowe z jednostronnymi rozporami. Tamy przeciwwybuchowe zostały wykonane jako dwumetrowe korki z Tekblendu (TI-305) i Teksilu (TI-312). Zgodnie z opracowaną przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego technologią, tamy te wykonane zostały bez wrębów z dodatkowym wewnętrznym wzmocnieniem (rys. 1.2). Doszczelnianie tam przeciwwybuchowych zakończono 9 czerwca. Dodatkowo, w celu uszczelnienia środowiska tamy przeciwwybuchowych Tl-305 i TI-312 zastępy ratowników rozpoczęły uszczelnianie górotworu poprzez wywiercenie otworów i zatłaczanie kleju Erkadur – Erkadol firmy Schaum-Chemie Mikołów. Dnia 9 czerwca o godz. 10^{20} Kierownik Akcji, na podstawie analiz wyników pomiarów oraz protokołów odbioru i kontroli tam przeciwwybuchowych TP-305 i TP-312, zakończył prowadzenie akcji ratowniczej przeciwpożarowej.

Tablica 2.1. Wyniki pomiarów chromatograficznych zza TI-305
Table 2.1. Results of air measurements from behind the TI-305

Data	Godzina	O_2 [%]	CO_2 [%]	CO [%]	CH_4 [%]	H_2 [%]	C_2H_4 [%]	C_2H_6 [%]
02-06-03	22^{15}	7,61	7,31	3,800	0,72	2,00	0,05	0,05
02-06-04	10^{00}	7,90	7,39	3,930	0,71	2,09	0,05	0,05
02-06-04	22^{15}	9,96	6,17	3,110	0,52	1,80	0,03	0,04
02-06-05	10^{00}	6,67	7,92	3,530	0,63	2,00	0,04	0,05
02-06-05	22^{00}	6,27	8,20	3,200	0,57	1,85	0,03	0,04
02-06-06	10^{00}	6,29	8,07	3,230	0,55	1,90	0,03	0,04
02-06-06	22^{00}	6,49	7,82	3,130	0,53	1,80	0,03	0,04
02-06-07	10^{00}	6,24	7,75	3,160	0,54	1,75	0,03	0,04
02-06-07	22^{00}	6,55	7,57	3,080	0,53	1,98	0,03	0,04
02-06-08	10^{00}	6,26	7,62	3,150	0,55	1,92	0,03	0,04
02-06-08	22^{00}	6,45	7,21	3,100	0,53	1,82	0,03	0,04
02-06-09	10^{00}	6,18	7,44	3,150	0,56	1,84	0,03	0,04



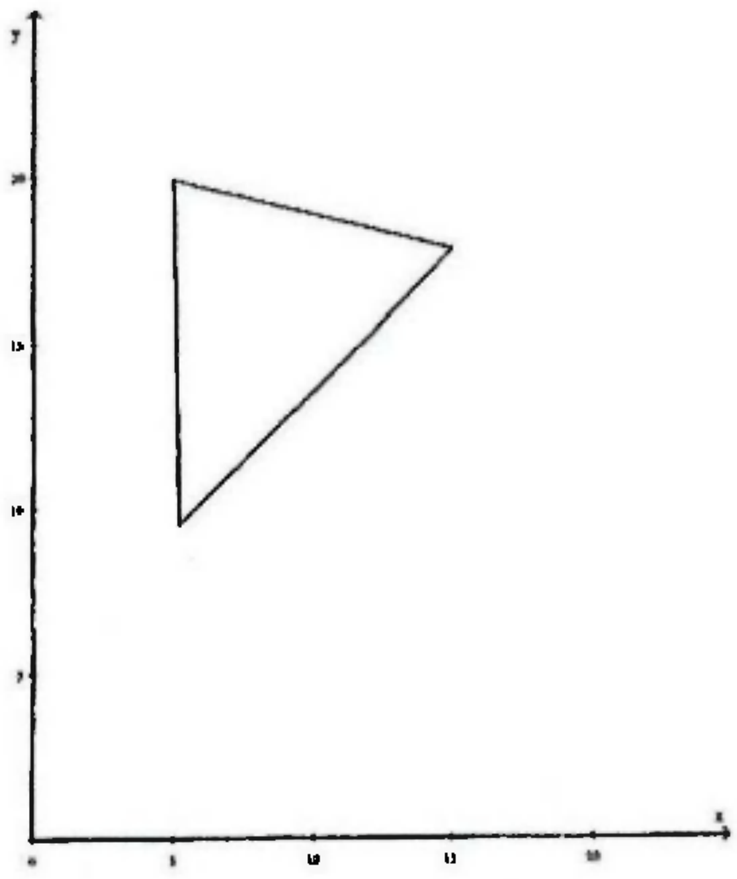
Rys. 2.1. Przeciwwybuchowa tama ze spoiwa cementowego TEKBLEND – TP-305
Fig. 2.1. The fire stopping made from cement binder TEKBLEND – TP-305

3. Podsumowanie przebiegu akcji

W akcji brały udział zastępy ratownicze z OSRG Tychy, pogotowie pomiarowe CSRG oraz zastępy własne KWK „Piast" R 1 i R II – łącznie codziennie 17 zastępów ratowniczych, ponadto w pracach transportowych uczestniczyło około 30 pracowników na każdej zmianie. Do uszczelnienia środowiska tam izolacyjnych TI-196, TP-305 oraz TP-312 zużyto między innymi: 50 ton spoiwa mineralno-cementowego DURAFOAM, 30 ton spoiwa cementowego TEK-BLEND, 28 ton spoiwa cementowego TEKSIL, 150 ton spoiwa torkretowego do wzmacniania chodników oraz 50 kompletów kleju poliuretanowego ERKADUR-ERKADOL. W czasie prowadzenia akcji wyłączony był z ruchu szyb wentylacyjny nr 3, natomiast prowadzone były roboty górnicze na dole kopalni.

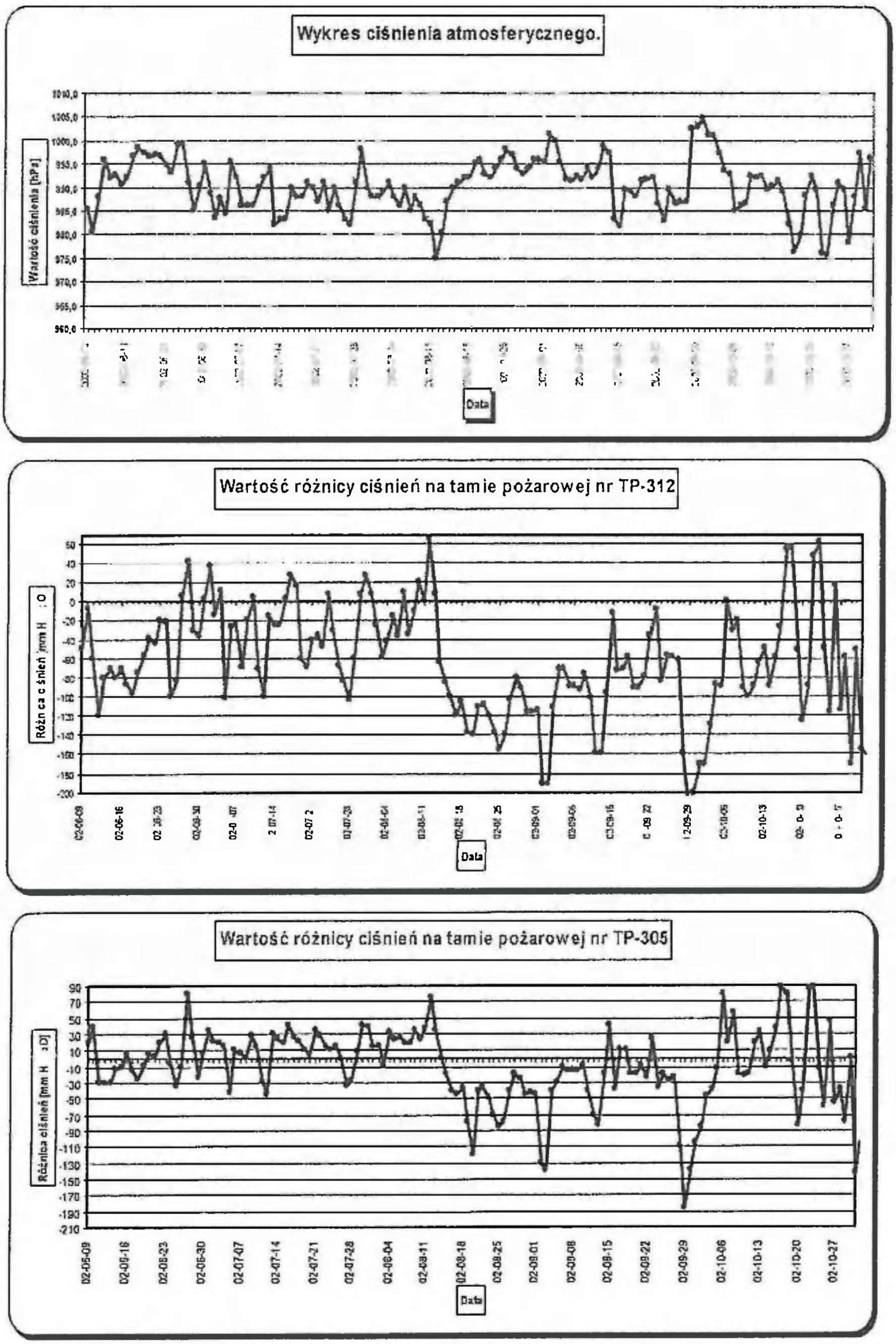
4. Wnioski

1) Przez cały okres prowadzenia akcji przeciwpożarowej skład gazów pożarowych znajdował się poza trójkątem wybuchowości na diagramie COWARDA (rys. 4.1).



Rys. 4.1. Wykres trójkąta wybuchowości
Fig. 4.1. Graph of the explosiveness triangle

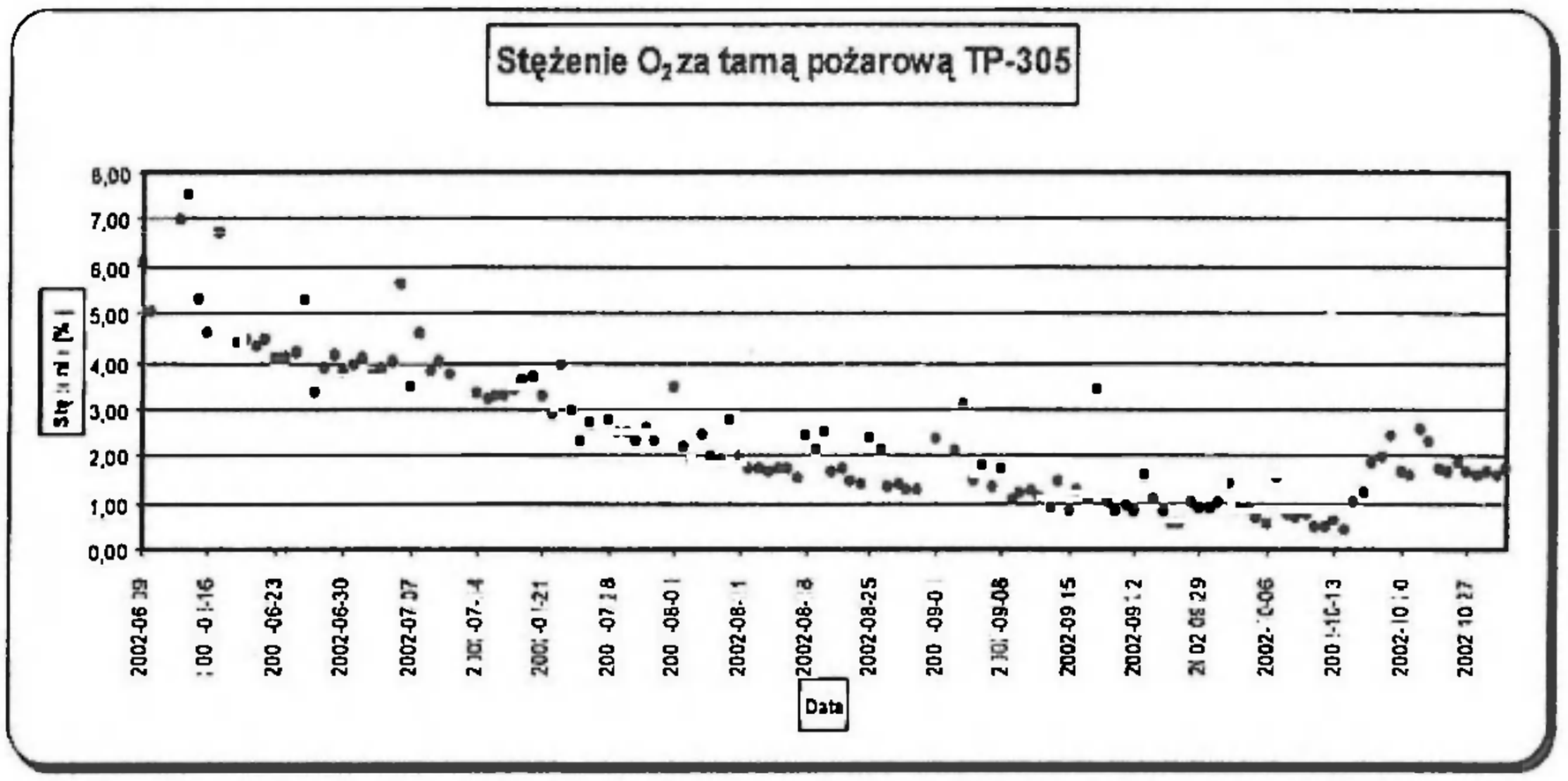
2) W celu wyeliminowania możliwości migracji powietrza z niżej leżącego, wyeksploatowanego pokładu 209/1 do pokładu 207, w dniu 10 czerwca za TI-110 zlokalizowaną w chodniku badawczym G-1 pokł. 209/1, pracownicy laboratorium chemicznego CSRG Bytom podali gaz znaczący SF_6, a próby powietrza pobierano zza tam TI-196, TP-312 i TP-305. W żadnej z analizowanych prób nie wykryto obecności gazu znakującego SF_6.
3) Zastosowanie nowoczesnych materiałów (Durafoam, Tekblend, Teksil, Erkadur-Erkadol) do wykonania uszczelnienia środowiska tam izolacyjnych, potwierdziło ich skuteczność i doprowadziło do obniżenia zawartości tlenu w otamowanej przestrzeni do wartości zapewniającej pełne bezpieczeństwo pod względem wybuchowości gazów pożarowych i spadku stężeń tlenku węgla przed TP-305 do 0 ppm. Ponadto uzyskano tak dużą szczelność tam izolacyjnych, że całe pole pożarowe tj. 1422500 m^2 reaguje na zmiany ciśnienia atmosferycznego jak barometr (rys. 4.2).

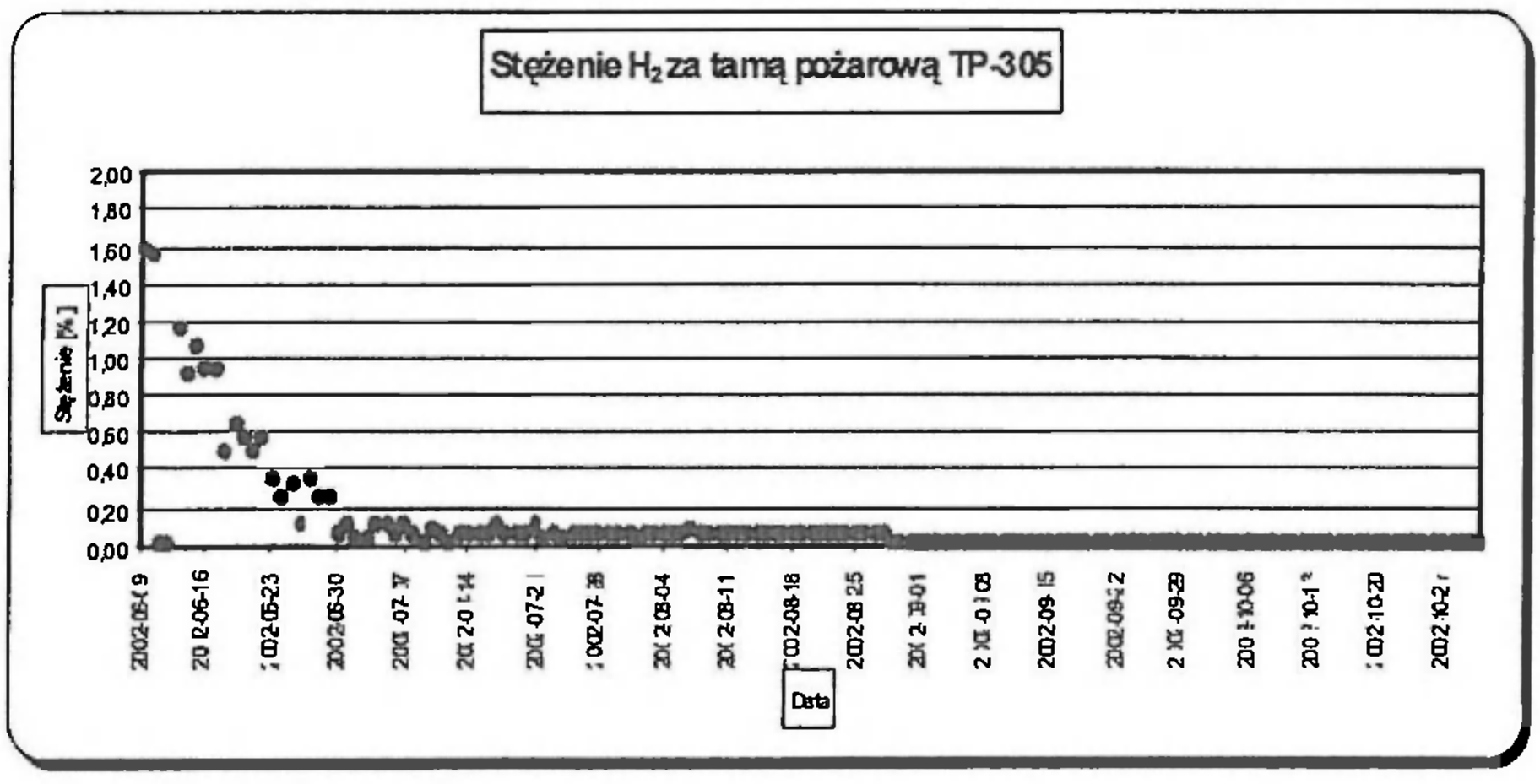


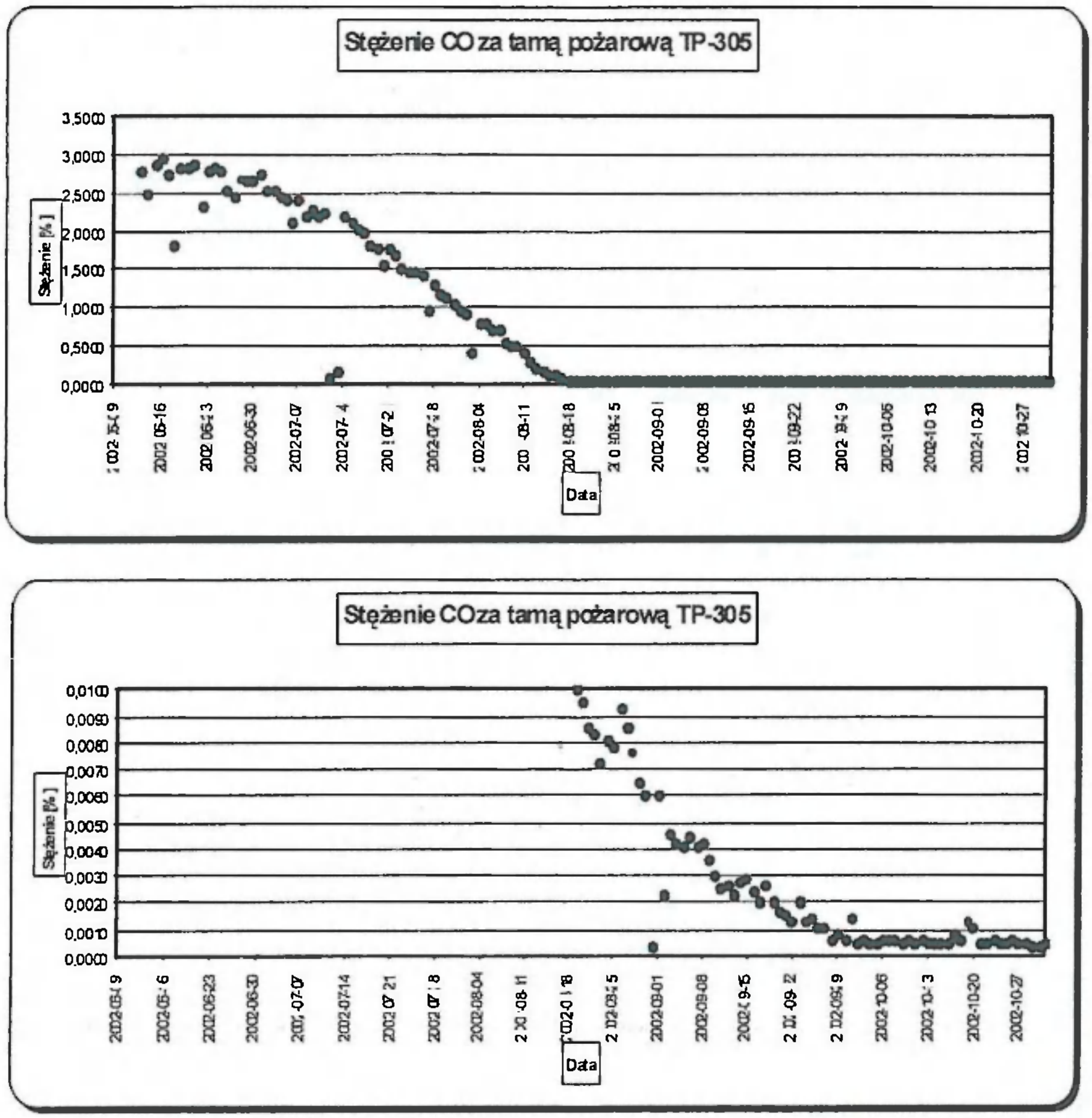
Rys. 4.2. Wykresy ciśnienia atmosferycznego oraz różnicy ciśnień
na tamach pożarowych TP-312 i TP-305

Fig. 4.2. Graphs of atmospheric pressure and pressure differences on fire stoppings TP-312 and TP-305

4) Doszczelnienie tam izolacyjnych TI-196, TI-312 i TI-305 nastąpiło w czasie, gdy na powierzchni było niskie ciśnienie atmosferyczne (980 hPa), dlatego na tamie izolacyjnej TI-305 przy wysokim ciśnieniu atmosferycznym występuje minusowa różnica ciśnień, mimo że tama zbudowana jest w bezpośrednim sąsiedztwie szybu wentylacyjnego nr 3.
5) Komisja ds. zagrożeń atmosfery kopalnianej i klimatyzacji w podziemnych zakładach górniczych pod przewodnictwem prof. dr hab. inż. Pawła Krzystolika oceniła pozytywnie prowadzenie akcji. Stwierdziła także, że kolejność wykonywania prac związanych z doszczelnianiem środowiska wokół istniejących tam była zgodna z zasadami prowadzenia akcji.
6) Uzyskanie dużej szczelności tam wokół pola pożarowego spowodowało w stosunkowo krótkim czasie spadek stężeń tlenu, tlenku węgla i wodoru za TI-305 (rys. 4.3).







Rys. 4.3. Wykresy stężenia tlenu, tlenku węgla i wodoru za tamą pożarową TP-305
Fig. 4.3. Graphs of oxygen, carbon monoxide and hydrogen concentrations from behind the fire stopping TP-305

Literatura

[1] Plan Ratownictwa KWK „Piast" Ruch II: praca niepublikowana.
[2] Protokoły z posiedzeń zespołu ds. zagrożeń pożarowych: nr 1 z dn. 2002-06-04, nr 2 z dn. 2002-06-05, nr 3 z dn. 2002-06-07, nr 4 z dn. 2002-06-10: praca niepublikowana.
[3] Technologia budowy tamy przeciwwybuchowej TP-305 i TP-312: praca niepublikowana.
[4] Notatki służbowe z dn.2002-06-08 z odbioru tamy przeciwwybuchowej TP-305 i TP-312: praca niepublikowana.
[5] Dokumentacja prowadzenia akcji przeciwpożarowej w KWK „Piast" Ruch II w dniach 2002.06.03 – 2002.06.09: praca niepublikowana.

Effective liquidation of spontaneous fire in the coal mine Piast

Abstract

The fire came into being in a region of closed abandoned workings of seam 207 among level 500 and 290 m. After working up longwalls 801, 802 and 803 this region had been liquidated and sealed with frame dams TI-305, TI-312, TI-196. On the 3 rd day of June 2002 about 8^{15} ventilation measurements at new frame dam TI-305, situated in ventilation cross-cut on the level 290 m showed aromatic compounds emanation from behind of dam and pulsating changes of carbon monoxide concentration in front of the dam from 12 ppm to 5000 ppm. From regard on increasing contents of carbon monoxide in the air flowing out from behind TI-305 and laboratory results from pipettes received about 11^{00} from behind TI-305 (O_2 - 7,66%, CO_2 - 7, 40%, CO - 3, 82%, CH_4 - 0, 72%, H_2 - 2%; C_2H_4 - 0, 052%; C_2H_6 - 0, 048%) about hour $16^{\prime\prime}$ was undertaken decision about a fire-fighting operation beginning. Fire-fighting relied on efficiently frame dams extra sealing with modern sealing materials application (Durafoam, Tekblend, Teksil, Erkadur-Erkadol glues). Action finished 09.06.2002 at 10^{20}.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Nikodem Szlązak

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.207–222

Tadeusz MIKOŚ, Edward STEWARSKI
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Zagadnienie stateczności skarp wyrobisk eksploatacyjnych hałd żużlowych

Słowa kluczowe

odpady z eksploatacji podziemnej - zagospodarowanie odpadów - utylizacja - ochrona środowiska - stateczność skarp i zboczy

Streszczenie

Nagromadzone miliony ton niepotrzebnych niegdyś odpadów w naszym kraju, stają się obecnie cennymi surowcami w różnych działach gospodarki. Poznanie zachowania się skarp hałd żużlowych i ich geotechniczne uwarunkowania są treścią tego artykułu.

1. Wstęp

Każda działalność eksploatacyjna złóż podziemnych i przypowierzchniowych wymaga przeróbki i wzbogacania eksploatowanego surowca. W wyniku końcowym powstają obok produktu użytecznego także odpady. Okoliczności powstawania odpadów występują także przy produkcji metali. Składowanie odpadów a także ich późniejsza utylizacja stwarza różne problemy w tym także geotechniczne. Zagadnienie to przeanalizowano na przykładzie eksploatacji hałd żużlowych.

Eksploatacja hałd żużlowych jest przedsięwzięciem nietypowym. Wyrobiska powstające w trakcie prowadzonych robót eksploatacyjnych są podobne do górniczych wyrobisk odkrywkowych, ale rodzaj materiału, z którego powstają skarpy i półki jest odmienny od typowych gruntów czy skał, z jakimi mamy do czynienia w przypadku klasycznej kopalni odkrywkowej.

Powyższy fakt sprawia, że brak jest odpowiedniej wiedzy doświadczalnej na temat zachowania się powstających wyrobisk eksploatacyjnych.

Dynamiczny rozwój wykorzystywania surowców wtórnych, w tym materiałów żużlowych w różnych działach budownictwa, skłonił inżynierów do sięgnięcia i wykorzystania nagromazonych milionów ton żużli z hut i stalowni, zalegających na hałdach. Wynika stąd potrzeba lepszego poznania zachowania się skarp i analizy geometrii powstających wyrobisk w materiale żużlowych hałd dla uniknięcia niespodziewanej utraty ich stateczności.

Zagadnienie stateczności skarp hałd jest bardziej skomplikowane aniżeli zagadnienie skarp odkrywek górniczych, czy też innych budowli ziemnych. Czas powstawania i trwania usypiska hałdowego wpływa w sposób decydujący na stateczność hałd.

W pracy przeprowadzono ocenę wymiarów skarp i półek analizowanej hałdy żużli hutniczych w oparciu o dokładną inwentaryzację typowych przekrojów rzeczywistych układów skarp i półek w charakterystycznych miejscach hałdy. Do inwentaryzacji przekrojowej wskazano te miejsca, w których sypano określony materiał żużlowy.

Obliczenia stateczności skarp wykonano metodami dostosowanymi do rodzaju materiału budującego analizowaną hałdę. Potrzebne w obliczeniach parametry wytrzymałościowe wzięto z literatury, badań własnych nad podobnymi materiałami oraz z badań wykonanych i udostępnionych przez firmę aktualnie eksploatacyjną złoże żużla.

2. Charakterystyka geodezyjno-inżynierska hałdy żużla

Hałda żużla usypana jest w miejscowości Pleszów na powierzchni o niewielkim nachyleniu w kierunku południowym. Różnica wysokości skrajnych punktów podłoża północ-południe, odległych od siebie o 1200 m wynosi 15,75 m. Wysokości skrajnych punktów podłoża hałdy wynoszą:

- na południu 195,10 m n.p.m.
- na północy 210,85 m n.p.m.

Wysokości najwyższych wierzchołków hałdy wynoszą ok. 224 m n.p.m.
Długość hałdy wynosi ok. 1200 m.
Szerokość hałdy wynosi ok. 1500 m.

2.1. Charakterystyka rodzajów żużla i jego rozkład w hałdzie

W hałdzie składowany jest materiał żużlowy dwojakiego rodzaju:

- żużel wielkopiecowy, oznaczony symbolem BF,
- żużel stalowniczy, oznaczony symbolem LD.

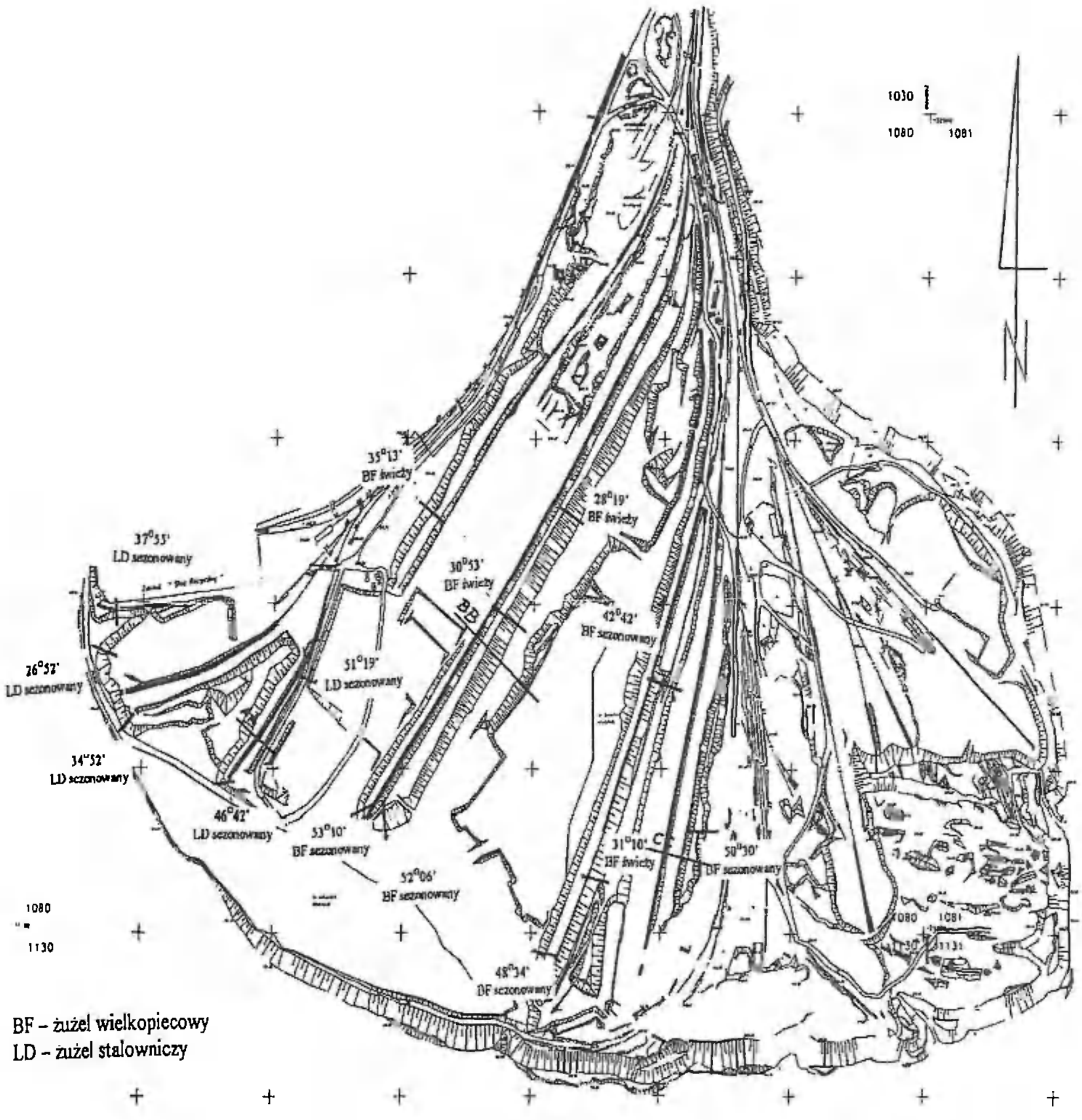
Oba rodzaje żużla są podzielone na dwie klasy: żużel świeży i żużel sezonowany. Rozmieszczenie rodzajów żużla jest następujący: żużel wielkopiecowy BF składowany jest w pobliżu osi centralnej hałdy, zaś żużel stalowniczy LD występuje w skrzydle zachodnim hałdy. Żużel świeży jest usytuowany w centralnej części hałdy, a żużel sezonowany znajduje się na jej obrzeżach w południowo-zachodniej części.

Rozmieszczenie poszczególnych rodzajów żużla pokazano schematycznie na rys. 2.1.

2.2. Parametry fizyko-mechaniczne materiału żużlowego w hałdzie

W istniejących dokumentacjach są zawarte tylko niektóre dane o fizyko-mechanicznych właściwościach materiału żużlowego. Potrzeba badań materiału żużlowego wynikała z ukierunkowanych względów komercyjnych [5, 6].

Wyniki badań parametrów fizyko-mechanicznych materiału żużlowego zawarte w cytowanych materiałach [5, 6, 13, 14] nie obejmują parametrów wytrzymałościowych niezbędnych do oceny stateczności skarp i półek powstających (tworzonych) w trakcie eksploatacji hałdy żużlowej.



Rys. 2.1. Mapa sytuacyjna składowiska żużli „Pleszów"
Fig. 2.1. Map of stockyard of steelwork waste „Pleszów"

Z pośród wielu wyników badań zestawionych w pracy [13, 14], najważniejsze znaczenie dla tateczności skarp mają: gęstość objętościowa, gęstość nasypowa, wodoprzepuszczalność, naiąkliwość. Inne badane parametry (łącznie 17 pozycji) mają znaczenie w zastosowaniach maeriału żużlowego w różnych obszarach budownictwa.

W tablicy 2.1 zestawiono liczbowe wartości istotnych dla stateczności skarp parametrów fizyko-mechanicznych.

Tablica 2.1. Wybrane parametry fizyko-mechaniczne żużla [14]
Table 2.1. Some machanical properties of slag

Badany parametr	Rodzaj żużla						
	Żużel hutniczy wielkopiecowy		Żużel konwertorowy				
	0÷31,5 mm	0÷63 mm	0÷4 mm	4÷8 mm	8÷12 mm	12÷16 mm	16÷25 mm
Gęstość objętościowa [g/cm³]	—	—	3,43	3,36	3,53	3,50	3,47
Gęstość nasypowa [g/cm³]	1,43	1,38	1,81	1,79	1,74	1,74	1,71
Wodoprzepuszczalność [m/dobę]	26,1	24,1	—	—	—	—	—
Nasiąkliwość [%]	5,5	5,7	—	1,7	2,1	1,6	1,5

W dostępnych aktualnie materiałach brak jest wyników opisujących cechy wytrzymałościowe materiału żużlowego t.j. kąta tarcia wewnętrznego i kohezji. Parametry te przyjęto przez analogię i podobieństwo do innych materiałów na podstawie doświadczeń własnych autorów opracowania. Przyjęcie odpowiednich parametrów wytrzymałościowych wyjaśniono w punkcie 4 tego artykułu.

2.3. Budowa geologiczna podłoża hałdy

Powierzchnia gruntu, na której usypana jest hałda nie posiada większych nierówności w postaci zagłębień i wzniesień. Nachylenie powierzchni podłoża gruntowego hałdy wynosi 13‰, czyli 0,75° w kierunku południowym w stronę koryta Wisły, która przepływa w odległości ok. 2000 m od hałdy.

Podłoże hałdy zostało rozpoznane na podstawie 7 otworów badawczych wykonanych w ramach badań studialnych zespołu prof. St. Łaciaka [15].

Otwory badawcze o średnicy $7^5/_8$ cala lub $9^5/_8$ cala wykonano na obrzeżu hałdy w równomiernym rozmieszczeniu wokół konturów zewnętrznych hałdy. Otwory są usytuowane w odległości kilkunastu metrów od skrajnych, dolnych krawędzi skarp hałdy. Otwory wiercono do głębokości 6,5 ÷ 8,5 m, jeden z otworów (MW-6) odwiercono do głębokości 11 m. W otworach MW-1 i MW-6 stwierdzono następujący przekrój gruntowy, wyliczając od góry:

- gleba: 0,5 m,
- glina zamulona: 0,75 m,
- czarny muł: 1,2 m,
- glina zamulona: 1,5 m,
- piasek gliniasty: 0,5 m,
- piasek czysty: 0,6 m,
- piasek i żwir: 4 m.

W pozostałych otworach przekrój geologiczny jest zbliżony do przedstawionego z tą różnicą, że w niektórych przekrojach w warstwach górnych nie występuje gleba.

2.4. Warunki hydrogeologiczne

Poziom wód gruntowych w trakcie wiercenia znajdował się na głębokości 3,3÷4,3 m. Po około 6÷8 dniach poziom wody stabilizował się na głębokości 0,4÷4,05 m. Generalnie poziom wód po ustabilizowaniu pozostawał na większej głębokości na południowym i północnym brzegu obszaru podłoża hałdy, zaś w otworach przy zachodnim brzegu hałdy poziom wód ustabilizował się na relatywnie mniejszej głębokości (0,4÷1,5 m).

2.5. Geometria wybranych przekrojów skarp hałdy

Dla zobrazowania stanu stateczności skarp hałdy żużlowej wytypowano 3 podstawowe profile poprzeczne oraz 14 przekrojów szczegółowych skarp.

3. Stan obciążenia urządzeniami eksploatacyjnymi

3.1. Rodzaje stosowanych maszyn

Obciążenie półek i skarp żużlowych w eksploatowanej hałdzie pochodzi od koparek, spycharek i wozideł pracujących przy eksploatacji hałdy i transporcie urobku pomiędzy koparką i urządzeniem przeróbczym.

Stosowane są dwa następujące rodzaje koparek: nadsiębierne i podsiębierne. Ciężary koparek są różne od 33 920 kG (333 kN) do 58 340 kG (572 kN).

Sprzęt przewozowy oparty jest o samochody-wywrotki typu BIEŁAZ, których ciężary z ładunkiem wynoszą od 48 000 do 69 500 kG (471 ÷ 682 kN).

Zgodnie z „Planem eksploatacji żużla wielkopiecowego" [13], przyjęto zasadę, że bezpieczna odległość od krawędzi skarp dla poruszania się maszyn wynosi minimum 2 m. W tym celu usypuje się wał żużla, zabezpieczający zbliżanie się maszyn do krawędzi zewnętrznej skarpy.

3.2. Obciążenie całkowite maszyn i ich jednostkowy rozkład na powierzchni terenu

Obciążenia maszyn są przenoszone na podłoże półek żużlowych poprzez koła lub gąsienice pojazdów. Przyjęto, że maksymalna masa spośród wszystkich maszyn urabiających i transportujących, poruszających się na podwoziu kołowym wynosi 58 340 kg (koparka CAT-345). Gdyby traktować to obciążenie jako odpowiednik siły skupionej, to ciężar G = 572 kN.

W pierwszym wariancie przyjęto obciążenie jedynie ciężarem własnym materiału żużlowego (G = 0).

W drugim wariancie założono, że ciężar rozkłada się na powierzchnię styku gąsienic z podłożem żużlowym. Uwzględniając długość gąsienic, wyznaczono, że na 1 mb przypada obciążenie stanowiące część całkowitego ciężaru. Wówczas obciążenie G = 108 kN.

W trzecim wariancie obliczeń przyjęto obciążenie maksymalne G = 572 kN.

4. Określenie stateczności skarp

Obliczenia stateczności skarp wykonuje się w celu określenia optymalnego kształtu skarpy pozostającej w równowadze przy założonym współczynniku stateczności (odpowiednik współczynnika bezpieczeństwa). W obliczeniach stateczności skarp można również określać stopień bezpieczeństwa skarp, przy założonej geometrii istniejących skarp i przyjętych warunków charakteryzujących obciążenia skarp. W niniejszej pracy wykonano analizę stopnia bezpieczeństwa stateczności skarp przy istniejącej konfiguracji geometrycznej skarp i półek w eksploatowanej hałdzie żużla.

Wszystkie istniejące metody określania stateczności skarp można podzielić na metody ścisłe i przybliżone. Metody ścisłe wymagają dokładnej znajomości zbadanych parametrów wytrzymałościowych materiału, z którego jest zbudowana skarpa (zbocze). Obliczenia są żmudne i kosztowne. Sens takich obliczeń jest uzasadniony wówczas, gdy wszystkie dane są wynikiem wiarygodnych badań laboratoryjnych.

4.1. Podstawy teoretyczne określenia stateczności skarp obciążonych ciężarem własnym i dodatkowymi siłami pionowymi w pobliżu ich górnej krawędzi

Jednym z najważniejszych zagadnień bezpieczeństwa pracy podczas eksploatacji hałd żużla jest zapewnienie stateczności skarp wyrobisk.

Z praktycznego punktu widzenia istotny jest przypadek obciążenia skarpy w pobliżu jej górnej krawędzi pionowymi siłami skupionymi lub równomiernie rozłożonymi. Obciążenia te powstają w wyniku quasi statycznego przejazdu maszyn urabiających lub transportujących i dynamicznych oddziaływań tych urządzeń na podłoże.

Niebezpieczeństwo powstania zsuwów wynika z pewnych zmian stanu naprężeń w masywie żużlowym, które uwydatniają się szczególnie w pobliżu ociosów. Polegają one w szczególności na silnym wzroście maksymalnych naprężeń stycznych w pewnym obszarze przyociosowym skarpy.

Z rozważań teoretycznych oraz doświadczeń ruchowych i obserwacji wynika, że naprężenia styczne wewnątrz obciążonej skarpy osiągają wartości tym większe im większy jest kąt nachylenia α skarpy (hałdy). Przy pewnej granicznej wartości kąta nachylenia hałda straci swoją stateczność. Następuje wówczas zsuw pewnej partii żużla, prowadzący do ukształtowania się nowego ociosu, którego powierzchnia nosi nazwę powierzchni zsuwu.

Istniejące skarpy posiadają ukształtowane już kąty nachylenia, wysokości i szerokości półek. Materiały żużlowe, z których zbudowane są zwały w trakcie wieloletniej konsolidacji dość znacznie zmieniły swoje własności fizyko-mechaniczne. Własności te, niestety dotąd nie zostały należycie rozpoznane.

4.2. Kilka uwag o kształcie potencjalnej powierzchni zsuwu

Określenie kształtu powierzchni zsuwu było przedmiotem wielu prac teoretycznych i doświadczalnych. Prace te prowadzą do wniosku, że zsuw skarpy, której stateczność została naruszona, zachodzi wzdłuż pewnej powierzchni krzywej. W mechanice gruntów przyjmuje się zwykle powierzchnię zsuwu o kształcie cylindrycznym.

Przyjęcie do obliczeń powierzchni zsuwu o kształcie zakrzywionym (np. cylindrycznym) znacznie komplikuje rozwiązanie i prowadzi do bardzo zawiłych wzorów. Z tego powodu przyjmuje się w obliczeniach przybliżonych (które dają rozwiązania dostatecznie dokładne dla celów praktycznych) powierzchnię zsuwu w kształcie płaszczyzny. Takie uproszczenie wprowadzono także w niniejszym opracowaniu.

Przyjęcie powierzchni poślizgu innej niż płaszczyzna ma znaczenie w przypadku skarp wysokich. Dla skarp niskich, kilkumetrowych, założenie płaskiej powierzchni poślizgu jest optymalne, a uproszczenie stąd wynikające nie powoduje zbyt dużego błędu obliczeń.

Zagadnienie stateczności skarpy zostało opracowane przez cały szereg autorów. Przybliżony analityczny sposób określania stateczności skarpy podał P.M. Cimbariewicz [1]. Prace te rozpatrują na ogół zagadnienie stateczności skarpy, uwzględniając jedynie obciążenie, wynikające z ciężaru własnego skał. Tymczasem w praktyce stosunkowo często spotyka się przypadek, kiedy skarpa obciążona jest dodatkowo siłą (lub siłami), której wielkość nie zależy od elementów samej skarpy. Szczególnie częsty i ciekawy z punktu widzenia stateczności skarpy jest przypadek, w którym skarpa żużla obciążona jest dodatkowo w pobliżu górnej krawędzi.

Obecność w pobliżu górnej krawędzi elementu wywierającego dodatkowy nacisk ma niewątpliwie w pewnych warunkach istotny wpływ na stateczność ociosów hałd.

W pracy określono stateczność skarpy dodatkowo obciążonej w pobliżu górnej krawędzi, oraz warunki, w których wpływ dodatkowego obciążenia na stateczność skarpy jest istotny.

W literaturze znanych jest kilka metod określania stateczności skarp obciążonych dodatkowo siłami pionowymi w pobliżu górnej krawędzi, z których na uwagę zasługują dwie z nich:

1. Metoda H. Filcka [2]
2. Metoda M.M. Masłowa [3]

Inne metody bazujące na dokładnym rozeznaniu parametrów fizyko-mechanicznych ośrodka istotne do zamodelowania cyfrowego skarp z przyczyn obiektywnych zostały tutaj pominięte.

4.3. Określenie stateczności skarpy obciążonej dodatkową siłą skupioną wg H. Filcka [2]

Opierając się na uwagach podanych w punktach 4.1. i 4.2. pracy, wybrano metodę H. Filcka, jako optymalną do określenia w pierwszym przybliżeniu, stateczności skarp hałdy żużlowej.

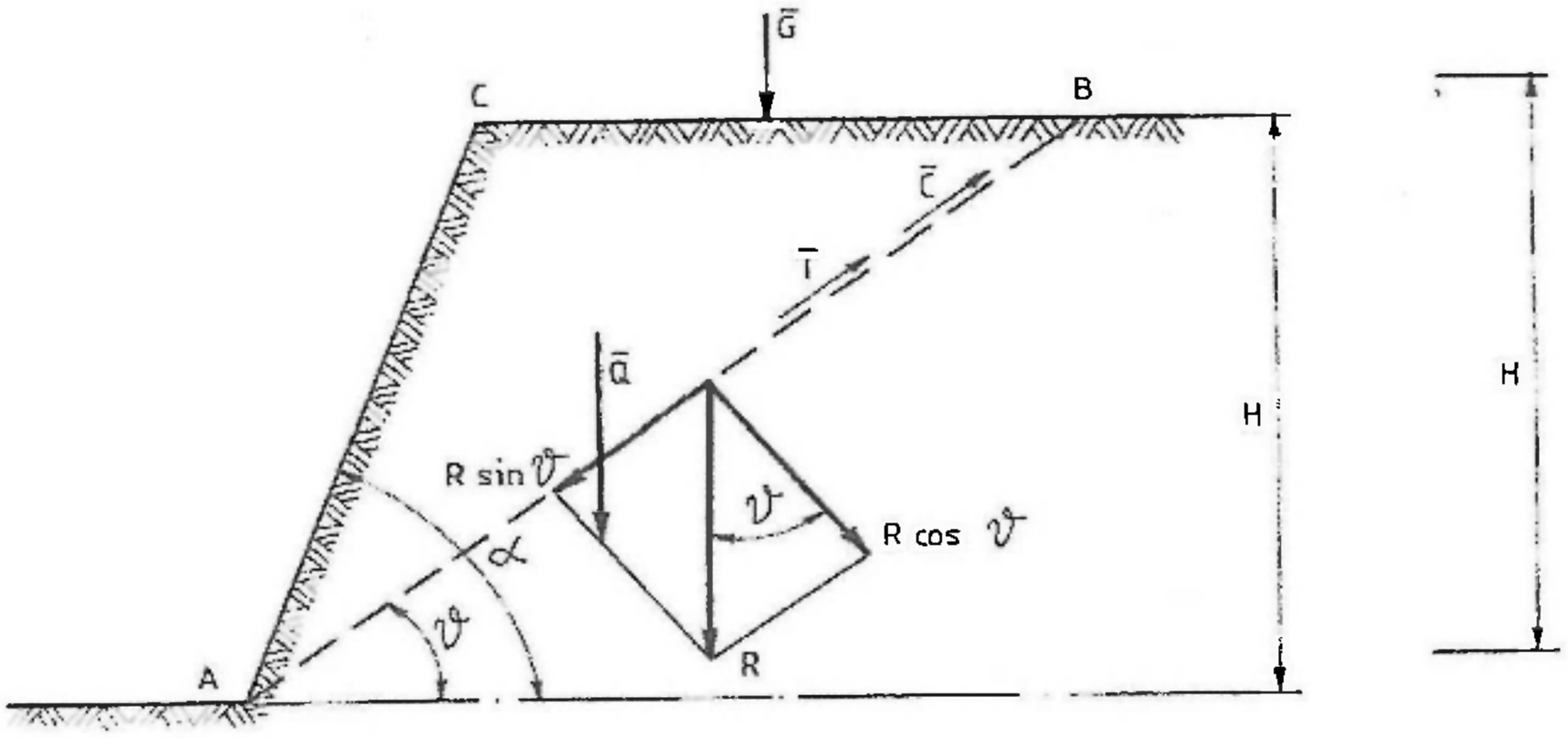
W metodzie rozpatruje się równowagę układu sił działających na pryzmę skalną o szerokości 1 m. Przyjęcie powierzchni poślizgu w postaci płaszczyzny jest dostatecznie bliskie rzeczywistości tylko w przypadku skarp o małej wysokości. W związku z przyjęciem powierzchni poślizgu w postaci płaszczyzny, upraszczają się znacznie obliczenia wynikające z warunków równowagi sił pochodzących od ciężaru własnego skał i obciążeń przyłożonych w pobliżu górnej krawędzi skarpy.

Metoda ta polega na przyjęciu za Cimbariewiczem płaszczyzny AB w formie powierzchni zsuwu, nachylowej pod kątem ϑ do poziomu i na rozpatrzeniu pryzmy skalnej ABC (rys. 4.1).

Na pryzmę ABC działa jej własny ciężar oraz ciężar dodatkowy (skupiony) wywierany w pobliżu górnej krawędzi.

Siły G i Q tworzą układ sił równoległych o wypadkowej R. W przypadku równowagi granicznej składowa styczna $R\sin\vartheta$ jest równoważona przez siły spójności w płaszczyźnie AB oraz siły tarcia. (rys. 4.1).

Autor zakłada, że zsuw następuje po pokonaniu sił spójności i sił tarcia, które w płaszczyźnie poślizgu osiągają minimalne wartości. Dla określenia położenia płaszczyzny zsuwu korzysta się ze wzoru (1) uzyskanego z granicznych warunków równowagi układów sił:



Rys. 4.1. Schemat analitycznego określenia strefy poślizgu skarpy metodą H. Filcka
Fig. 4.1. Sheme of analitical determination of skid slopes zone by H. Filcek method

$$\vartheta = \frac{1}{2}\, arc\, tg\, \frac{1 + tg\rho\left(ctg\alpha - \dfrac{2G}{\gamma H^2}\right)}{ctg\alpha - tg\rho\,\dfrac{2G}{\gamma H^2}} \qquad (4.1)$$

Znajomość wartości kąta ϑ umożliwia określenie jednostkowej siły spójności c_0, odpowiadającej stanowi równowagi granicznej. Wielkość c_0 jest więc wieloparametrową funkcją zależną od właściwości fizykomechanicznych materiału gruntowego (skalnego), obciążenia i geometrii skarpy :

$$c_0 = f(\gamma, \rho, \vartheta, G, H, \alpha)$$

,

$$c_o = \gamma \frac{H \sin(\alpha - \vartheta)\sin(\vartheta - \rho)}{2\sin\alpha \cdot \cos\rho} + \frac{G \sin\vartheta \cdot \sin(\vartheta - \rho)}{H \cdot \cos\rho} \qquad (4.2)$$

gdzie : γ - ciężar objętościowy materiału gruntowego,
ρ - kąt tarcia wewnętrznego,
G - obciążenie przyłożone do górnej powierzchni skarpy,
ϑ - kąt nachylenia powierzchni poślizgu,
H - wysokość skarpy,
α - kąt nachylenia powierzchni skarpy.

Współczynnik bezpieczeństwa n stateczności skarpy H. Filcek proponuje określać ze wzoru:

$$n = \frac{c}{c_o} \tag{4.3}$$

gdzie: c - jednostkowa siła spójności (kohezji) przypadająca na jednostkę powierzchni (w kN/m²),
c_0 - minimalna wartość c, wyliczona wzorem (4.2).

4.4. Podstawowe parametry wytrzymałościowe niezbędne do obliczeń stateczności skarp

Podstawowymi parametrami wytrzymałościowymi przy określaniu stateczności skarp żużlowych są:

- spójność wewnętrzna (kohezja) c masywu,
- kąt tarcia wewnętrznego ρ masywu.

Stanowią one dane wejściowe wszelkich obliczeń i szacowań geotechnicznych.

Oprócz w/w parametrów zasadniczą rolę odgrywają:

- ciężar objętościowy γ skał budujących ośrodek skalny,
- obciążenie zewnętrzne skarpy, w formie obciążeń statycznych i dynamicznych,
- rodzaj obciążenia (kształt) zewnętrznego i odległość tego obciążenia od krawędzi skarpy,
- parametry geometryczne skarpy w postaci kąta nachylenia α i wysokości H,
- własności fizyko-mechaniczne podłoża,
- warunki hydrogeologiczne,
- parametry strukturalne ośrodka budującego skarpę (porowatość, uławicenie, zmienność magazynowanego żużla, ściśliwość itp.)

Dokładne określenie wielkości kąta tarcia wewnętrznego i kohezji zarówno podczas badań laboratoryjnych jak też badań przeprowadzanych w warunkach naturalnych ma duży wpływ na uzyskane wartości liczbowe obliczeń.

Badania takie dotąd nie były prowadzone. Z powodu braku wielkości liczbowych kąta tarcia wewnętrznego eksploatowanych żużli w niniejszym opracowaniu oszacowano jego wartość na podstawie porównania kątów naturalnego zsypu podczas usypywania pryzm żużlowych w stanie luźnym.

Tak oszacowane kąty zsypu wynoszą:

- dla żużla wielkopiecowego BF (dla frakcji 0 ÷ 12,8 mm) ρ = 38°
- dla żużla stalowniczego, konwertowanego LD (dla frakcji 0 ÷12,8 mm) ρ = 34°

Z braku danych przyjęto ponadto, że kąty tarcia wewnętrznego dla obu rodzajów żużla są niezmienne podczas sezonowania na hałdach.

W podobny sposób oszacowano wartości liczbowe kohezji na podstawie literatury i własnych doświadczeń [4, 10].

Przyjęte do obliczeń wielkości spójności wewnętrznej wynosiły:

- dla obu rodzajów żużla (BF i LD) znajdującego się w stanie nasypowym c = 5 kN/m²
- dla obu rodzajów żużla wysezonowanego c = 10 kN/m²

5. Wyniki obliczeń stateczności skarp

Badanie stateczności zboczy istniejących hałd praktycznie sprowadzało się do znalezienia ich wskaźników stateczności przy założeniu niezmienności gabarytów zbocza i jego obciążenia.

Zagęszczenie przekrojów pionowych zastosowane do obliczeń było uzależnione od zmienności warunków obciążenia skarp w konkretnych przypadkach.

Na podstawie wizji lokalnych ustalono 14 charakterystycznych przekrojów jednopoziomowych, dla których przeprowadzono obliczenia.

Dodatkowo wykonano obliczenia stateczności skarp dla 3 profili poprzecznych wielopoziomowych hałdy.

W obliczeniach uwzględniono 3 warianty obciążeń:

1. obciążenie skarp jedynie ciężarem własnym (przy G = 0),
2. obciążenie skarp ciężarem własnym i ciężarem 1 mb pracujących maszyn.
   W tym wariancie przyjęto obciążenie 108 kN (ciężar 1 mb koparki CAT-345 odpowiadający długości gąsienic 5,30 m),
3. obciążenie skarp ciężarem własnym i ciężarem pracujących maszyn.
   W tym wariancie do obliczeń przyjęto maksymalny ciężar w postaci siły skupionej G = 572 kN odpowiadający masie koparki CAT-345 (58 340 kg). Jest to największy ciężar spośród wszystkich maszyn urabiających i transportujących pracujących na hałdach.

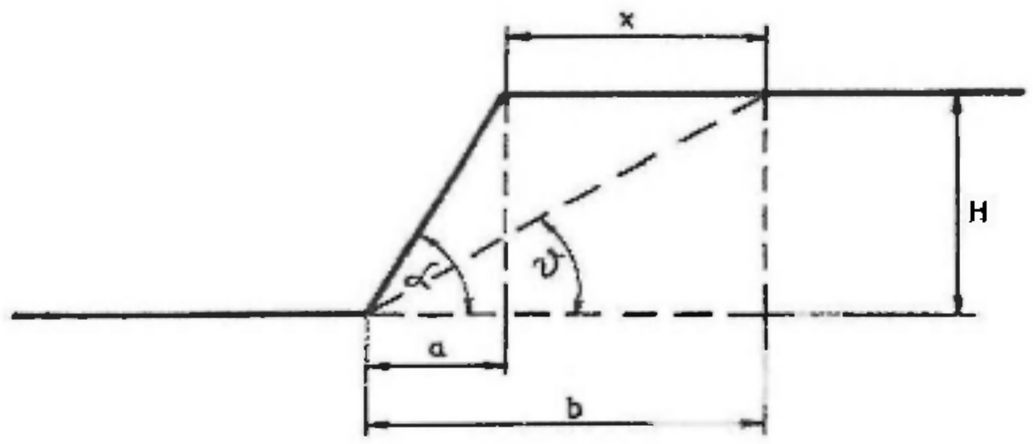
5.1. Oszacowanie stateczności skarp

Do obliczeń przyjęto kąty nachylenia skarp i ich wysokości oraz ciężary objętościowe oraz parametry wytrzymałościowe gruntu. Na ich podstawie oszacowano stateczność 26 skarp.

5.2. Obliczenie strefy zagrożenia półek (naziomu)

Opierając się na metodzie H. Filcka [2] autorzy artykułu zaproponowali określenie strefy zagrożenia, która potencjalnie może wystąpić w półkach hałd żużlowych o określonych wysokościach H.

Schemat obliczenia zasięgu strefy zagrożenia wyjaśnia rys.5.1.



Rys.5.1. Schemat zasięgu strefy zagrożenia
Fig. 5.1. Sheme of threat zone

Z rys. 5.1 wynika, że

$$x = b - a \tag{5.1}$$

Ponieważ

$$a = H \cdot ctg\alpha \tag{5.2}$$

oraz

$$b = H \cdot ctg\,\vartheta \tag{5.3}$$

stąd strefę zagrożenia x można wyznaczyć ze wzoru:

$$x = H \cdot (ctg\,\vartheta - ctg\alpha) \tag{5.4}$$

Z otrzymanego wzoru wynika, że zasięg strefy niebezpiecznej zależy od wysokości H półki oraz różnicy kątów nachylenia płaszczyzn zsuwu ϑ i kątów nachylenia skarp α. Ponieważ kąt nachylenia płaszczyzny zsuwu ϑ zależy z kolei od parametrów fizyko-mechanicznych hałdy żużlowej (kąta tarcia wewnętrznego ρ i ciężaru objętościowego γ) oraz uwzględnia ciężar pracujących na półkach maszyn G – podany wzór jest w dużej mierze wzorem uniwersalnym.

Z przeprowadzonej analizy wynika ponadto, że strefa zagrożenia półek x wystąpi jedynie wtedy, gdy

$$\alpha > \vartheta$$

Dla tych wielkości przeprowadzono obliczenia. Wyniki niektórych obliczeń podano w tablicach 5.1 i 5.2.

Dla przypadków odmiennych tj. dla

$$\alpha < \vartheta$$

półki obciążone dodatkowym ciężarem G uważać można za stateczne (brak strefy zagrożenia).

Tablica 5.1. Parametry niektórych skarp hałd żużlowych wybranych z 14 przekroi charakterystycznych
Table 5.1. Ombination of paramiters to 14 of characteristic profile

Lp.	*Nazwa przekroju*	*Rodzaj żużla*	*Kąt nachylenia skarpy α [°]*	*Wysokość skarp h [m]*	*Ciężar objętościowy żużla γ-kN/m^3*	*Orientacyjny kąt tarcia wewnętrznego ρ [°]*
3	Przekrój 3	stalowniczy LD – sezonowany	$\alpha_3 = 26{,}52$	$h_3 = 8{,}9$	31	34
4	Przekrój 4	stalowniczy LD – sezonowany	$\alpha_4 = 34{,}52$	$h_4 = 7{,}1$	31	34
11	Przekrój 11	wielkopiecowy BF – sezonowany	$\alpha_{11} = 52{,}06$	$h_{11} = 12{,}3$	23	38
12	Przekrój 12	wielkopiecowy BF – sezonowany	$\alpha_{12} = 48{,}34$	$h_{12} = 12{,}9$	23	38

Tablica 5.2. Zestawienie wyników obliczeń stateczności niektórych skarp hałd żużlowych wybranych z 14 przekroi charakterystycznych
Table 5.2. Breakdown of rezults of stability for 14 characteristic profile

Lp.	Nazwa przekroju	Kąt nachylenia płaszczyzny zsuwu ϑ [°]			Spójność wewnętrzna C_o kN/m^2			Stopień bezpieczeństwa stateczności skarpy, n			Strefa zagrożenia x, m		
		dla G=0	dla G=108 kN	dla G=572 kN	dla G=0	dla G=108 kN	dla G=572 kN	dla G=0	dla G=108 kN	dla G=572 kN	dla G_1=0	dla G_2=108 kN	dla G_3=572 kN
3	Przekrój 3	30,26	30,79	33,54	1,58	1,12	3,28	6,3	3,9	3,0	brak	brak	brak
4	Przekrój 4	34,26	35,65	44,15	4,82	6,18	9,27	2,1	1,6	1,1	0,10	brak	brak
11	Przekrój 11	45,03	46,16	51,86	3,47	4,52	14,33	2,9	2,2	0,7	2,71	2,23	0,10
12	Przekrój 12	43,17	44,08	48,70	2,05	2,76	10,19	4,9	3,6	1,0	2,27	1,84	brak

5.3. Analiza otrzymanych wyników obliczeń

Przykładowe wyniki obliczeń stateczności skarp hałd żużlowych w 14 przekrojach charakterystycznych ujęte zostały w tablicy 5.1.

Analizowany stopień bezpieczeństwa zmienia się w dużym zakresie w zależności od:

A. parametrów geometrycznych skarp (wysokości i nachylenia),
B. rodzaju żużla i jego parametrów fizyko-mechanicznych (ciężaru objętościowego, kąta tarcia wewnętrznego, kohezji).
C. dodatkowego obciążenia (ciężaru pracujących maszyn).

W/w parametry mają wpływ na wartości liczbowe kątów nachylenia potencjalnych płaszczyzn zsuwu.

Ad. A)

Parametry geometryczne analizowanych 26 skarp posiadały różne wymiary, zmieniające się w szerokim zakresie. I tak:

- wysokość skarp (ścian); 2,5 ÷ 16,1 m (średnio 8,6 m),
- kąt nachylenia skarp: 26° ÷ 53° (średnio 38,5°).

Maksymalne kąty nachylenia skarp wynoszące zgodnie z „Planem Eksploatacji Żużla Wielkopiecowego" [12] 53° nigdzie nie zostały przekroczone.

Ad. B)

Ciężar objętościowy żużli w zależności od rodzaju i okresu sezonowania wahał się w zakresie 12,5 ÷ 31 kN/m^3.

Wartości liczbowe kątów tarcia wewnętrznego i kohezji poszczególnych rodzajów żużli podane zostały w punkcie 4 tego opracowania.

Ad. C)

Dodatkowe, zewnętrzne obciążenia skarp ciężarem pracujących maszyn wynosiły wariantowo:

G = 0 kN

G = 108 kN

G = 572 kN

Uzyskane stosunkowo wysokie wartości liczbowe stopnia bezpieczeństwa w skarpach obciążonych jedynie ciężarem własnym (przy G = 0) spowodowane są prawdopodobnie stosunkowo małą wysokością tych skarp, małym ich nachyleniem oraz dużymi kątami tarcia wewnętrznego materiałów żużlowych, przyjętymi do obliczeń.

Obliczone wartości stopnia bezpieczeństwa skarp są funkcją kątów nachylenia potencjalnych płaszczyzn zsuwu $\hat{\upsilon}$. Kąty te zależą od obciążenia skarp zarówno ciężarem własnym jak i dodatkowym.

Potwierdzają to wyniki obliczeń. I tak:

- dla skarp obciążonych jedynie ciężarem własnym (G = 0) $\vartheta_{śr} = 37{,}6°$
- dla skarp obciążonych równocześnie ciężarem własnym i siłą skupioną G = 108 kN $\vartheta_{śr} = 42{,}1°$
- dla skarp obciążonych zarówno ciężarem własnym i max. siłą skupioną G = 572 kN $\vartheta_{śr} = 43{,}2°$

Dodatkowe obciążenie G skarpy posiada znaczny wpływ na stopień bezpieczeństwa stateczności skarp. Z tablicy 5.2 wynika, że w miarę wzrostu ciężaru pracujących maszyn średni stopień bezpieczeństwa skarp n generalnie maleje. I tak:

- dla G = 0 kN $n_{śr} = 4{,}05$
- dla G = 108 kN $n_{śr} = 3{,}07$
- dla G = 572 kN $n_{śr} = 1{,}45$

Strefa zagrożenia analizowanych skarp, generalnie albo nie istnieje, albo też posiada niewielkie wymiary. Ma ona związek z kątem nachylenia potencjalnej płaszczyzny zsuwu.

W/w kąty zależą od obciążenia skarp zarówno ciężarem własnym Q jak i ciężarem dodatkowym G. Wartości średnie tych kątów wynoszą:

- dla skarp obciążonych jedynie ciężarem własnym
- G = 0 kN $\bar{\vartheta}_{śr} = 37{,}6°$
- dla skarp obciążonych ciężarem własnym i siłą skupioną
- G = 108 kN $\bar{\vartheta}_{śr} = 42{,}1°$
- dla skarp obciążonych ciężarem własnym i maksymalną siłą skupioną
G = 572 kN $\bar{\vartheta}_{śr} = 43{,}3°$

6. Podsumowanie i wnioski

Z analizy dotychczasowych wyników badań dotyczących parametrów fizyko-mechanicznych obu rodzajów składowanych żużli wynika, że pod względem składu granulometrycznego żużel konwertorowy LD odpowiada następującym materiałom: kliniec/tłuczeń z częstymi blo-

kami do ponad 0,5 m, zaś żużel wielkopiecowy BF jest odpowiednikiem klińca i tłucznia z pojedynczymi blokami do 0,5 m.

Stosunkowo duża ściśliwość obu rodzajów żużla ma w procesie konsolidacji w trakcie wieloletniego sezonowania hałd wielką zaletę, ponieważ korzystnie wpływa na stateczność ociosów istniejących lub dosypywanych warstw. W trakcie konsolidacji wywołanej ciężarem własnym materiału żużlowego, naciskiem maszyn i drganiami powstają dodatkowe powierzchnie kontaktów międzyziarnowych, zwiększa się tarcie wewnętrzne oraz spójność wewnętrzna. Ciężar objętościowy wzrasta prawie dwukrotnie.

Widomym przejawem takiego statecznego zachowania się rozpatrywanego ośrodka żużlowego jest istnienie w niektórych rejonach hałd prawie pionowych ociosów, co dobrze świadczy o ich aktualnej stateczności i znacznej głębokości krytycznej.

Ciężar maszyn transportowych i urabiających obciążający hałdy stanowi nikły procent ciężaru własnego potencjalnego zsuwu, choć drgania pochodzące od tych maszyn mają dużo większy wpływ na utratę stateczności wyrobisk.

Ponieważ oba typy obciążeń statycznych i dynamicznych mogą sumować się zwłaszcza w pobliżu krawędzi zboczy należy zachować ostrożność w zagrożonym pasie przykrawędziowym. Dotyczy to szczególnie zwałów świeżo sypanych.

Znaczna wysokość hałd żużlowych i duży kąt ich nachylenia wywiera niekorzystny wpływ na możliwość powstawania osuwisk; wysokie i strome skarpy sprzyjają potencjalnym osuwiskom.

Ciężar maszyn urabiających i transportowych usytuowanych w pobliżu górnej krawędzi skarpy wywiera dodatkowe obciążenie tej skarpy, powodujące powstanie wtórnego stanu naprężeń w przekrojach skarpy w pobliżu ich powierzchni.

Generalnie, oba rodzaje żużla na hałdach posiadają duże wartości liczbowe współczynnika filtracji i wskaźników porowatości. Parametry te gwarantują bardzo dobrą przepuszczalność i odsączalność wód opadowych ze zwałów, zwłaszcza w początkowej fazie sezonowania żużli. Należy jednak mieć na uwadze, że na skutek wieloletniego procesu konsolidacji i wypełniania porów międzyziarnowych materiałem o drobnych frakcjach – parametry te mogą ulec obniżeniu. W praktyce jednak, nie obserwuje się utraty odsączalności.

W praktyce inżynierskiej mogą zaistnieć osuwiska i zsuwy skarp żużlowych, gdy wzdłuż rzeczywistej powierzchni zsuwu siły ścinające przekroczą wytrzymałość materiału żużlowego na ścinanie.

Z porównania stopnia bezpieczeństwa stateczności 26 przeliczonych skarp wynika, że skarpy obciążone jedynie ciężarem własnym są na ogół bardziej stateczne niż obciążone sumą ciężaru własnego i obciążenia dodatkowego.

W określonych przypadkach obciążenie skarpy w pobliżu jej górnej krawędzi może korzystnie wpłynąć na wzrost wartości sił spójności i polepszyć stateczność zbocza.

Wyliczone stopnie bezpieczeństwa poszczególnych skarp mają związek z relacją ciężaru własnego pryzmy zsuwu do w/w dodatkowego obciążenia, a więc zależą od stosunku

$$\frac{G}{Q}=\frac{2G}{\gamma\cdot H^{2}\left(ctg\vartheta-ctg\alpha\right)} \tag{6.1}$$

Z analizy powyższej zależności wynika, że:

- dla skarp niskich i mocno nachylonych (o dużym kącie α) usypanych z lekkiego materiału (żużle świeże, niesezonowane), dodatkowy znaczny ciężar może być niebezpieczny pod warunkiem wystąpienia dużego kąta poślizgu ϑ ,
- dla skarp niskich, usypanych z żuzli świeżych dodatkowy ciężar może być również niebezpieczny pod warunkiem równoczesnego wystąpienia nisko nachylonych skarp α i małych kątów poślizgu ϑ ,
- w skarpach wysokich i mocno nachylonych zbudowanych z żużli ciężkich (sezonowanych) dodatkowy ciężar G nie odgrywa tak znacznej roli, choć może zapoczątkować powstanie osuwiska. W skarpach tego typu występuje największe prawdopodobieństwo zaistnienia osuwiska wywołane nawet ciężarem własnym.

Dla celów utylitarnych najważniejsze jest wnikliwe przeanalizowanie wyników obliczeń stateczności skarp. Stopień bezpieczeństwa poszczególnych skarp, określony współczynnikiem „n" powinien mieć w każdym przypadku wartość powyżej 1. Dla skarp o niższym niż 1 współczynniku „n", należy rozważyć potrzebę korekty geometrii tych skarp.

Literatura

[1] Cimbariewicz P.M.1951: Rudnicznoje Krieplenije. Niedra, Moskwa, 1951.

[2] Filcek H.1958: Analityczny sposób określania stateczności skarpy obciążonej dodatkowo w pobliżu górnej krawędzi. Zesz. Nauk. AGH, Górnictwo nr 18, z.5, 18-29.

[3] Masłow N.N.1961: Usłowija ustojcziwosti skłonow i odkosow. Niedra, Moskwa, 1961.

[4] Mikoś T., Stewarski E.1979: Ocena stateczności skarpy skalnej w okolicy bocznicy kolejowej kamieniołomu Osielec (praca niepublikowana).

[5] Postawa A., Sobczyński P.1999: Przydatność żużli hutniczych do podsadzania komór po eksploatacji otworowej soli. Konf. Nauk. – Przemysł wydobywczy – teraźniejszość i przyszłość, AGH, Kraków , 26-33.

[6] Sobczyński P.1999: Żużle hutnicze – ich natura oraz przydatność gospodarcza. Mat. konferencyjne „Odpady przemysłowe i komunalne", NOT – AGH, Kraków , 22 – 29.

[7] Sobczyński P.2002: Znaczenie kruszyw alternatywnych dla budownictwa drogowego. Inżynieria mineralna. Z. S 2 (8), 117 – 121.

[8] Sozański J.1977: Stateczność wykopów, hałd I nasypów. Wyd. Śląsk, Katowice.

[9] Stewarski E.1969: Określenie stateczności skarp zwałów za pomocą metod ścisłych i przybliżonych. Przegląd Nauk.-Techn. AGH, Seria Górnictwo, 11 – 23.

[10] Wasilewski H., Ukleja K.1966: Stateczność skarp w kopalniach odkrywkowych. Zeszyty Problemowe DBPG, Wrocław, 1966.

[11] Wiłun Z.2000: Zarys geotechniki. Wydawnictwo Komunikacji i Łączności, Warszawa, 2000.

[12] PN-88/B-04481 – Grunty budowlane. Badania Laboratoryjne.

[13] Plan eksploatacji żużla wielkopiecowego 2002, Slag Recycling Sp. z o.o., Kraków, 2002.

[14] Informator techniczny2001, Slag Recycling Sp. z o.o., Kruszywa hutnicze. Kraków, listopad 2001.

[15] Łaciak S., Lewkiewicz Małysa A., Roszczynialska K.1996: Risk assessment and feasibility study of solid waste minimization, recycling, and disposal at Huta Sendzimira. Kraków, October 1996.

Geotechnical conditionality on the exploitations of the steelwork waste tips

Abstract

Accumulated millions in our country needless tone wastes formerly, they become valuable raw materials in different sections of economies presently. Knowledge of behavior slag slope and there is content of this article geotechnical conditionality.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str.223–233

Andrzej PAPLIŃSKI
Wojskowa Akademia Techniczna, Instytut Techniki Uzbrojenia
00 – 908 Warszawa, ul. Kaliskiego 2, tel. (0-22) 68 37 746, e-mail: apap@wul.wat.waw.pl

Narzędzia modelowe do analizy parametrów energetycznych przemysłowych materiałów wybuchowych

Słowa kluczowe

detonacja - energia wybuchu – praca użyteczna wybuchu

Streszczenie

W pracy przedstawiono metody teoretyczne przeznaczone do określania zdolności materiałów wybuchowych do wykonania pracy. Rozpatrzono zależności zachodzące pomiędzy prędkością detonacji a energią wybuchu. Przedstawiono metodykę określania energii detonacji i ciepła wybuchu za pomocą obliczeń termochemicznych. Przedstawiono wyniki symulacji procesu miotania cylindrycznej powłoki inercyjnej wybuchem umieszczonego współśrodkowo ładunku wybuchowego. Zilustrowano proces rozdziału energii wybuchu pomiędzy produkty wybuchu i napędzany ośrodek. Przedstawiono wyniki symulacji pola obciążeń generowanego wybuchem sferycznego ładunku MW w powietrzu.

1. Wstęp

W przemysłowym zastosowaniu pożądanym końcowym efektem działania ładunku MW jest zwykle wykonanie pracy w wyniku której następuje rozdrobnienie (skruszenie) oraz częściowe przemieszczenie obciążanego ośrodka (górotworu). Pod względem fizycznym wyróżnić można dwa aspekty które w takim wypadku składają się na końcowy efekt działania ładunku MW. Pierwszym jest uzyskanie niezbędnego energetycznego wydatku przemiany wybuchowej. Zarówno bowiem do zmiany struktury fizycznej (skruszenie) jak i przemieszczenia górotworu niezbędna jest energia. W przypadku ładunku wybuchowego, źródłem energii jest przebudowa wiązań chemicznych wyjściowego materiału, jaka następuje w trakcie przemiany wybuchowej. Drugi etap polega na zamianie energii potencjalnej jaka jest energia (ciepło) wydzielone w czasie wybuchu na energię dynamiczną , tj. wprawienie w ruch zarówno obciążanego ośrodka (górotworu) jak i samych produktów detonacji, które również przemieszczają się w czasie obciążania ośrodka (górotworu).

W pracy rozpatrywane są teoretyczne metody które mogą być przydatne do określenia efektu energetycznego przemiany oraz prognozowania skutków działania ładunku MW na otaczający ośrodek materialny.

Przedstawione zostały dwie grupy metod. W punkcie drugim rozpatrzone zostały metody oceny efektu energetycznego przemiany. Rozpatrzono zostały związki pomiędzy prędkością detonacji a energią przemiany wybuchowej. Przedstawiono wyznaczanie końcowego stanu produktów przemiany wybuchowej, w tym energii wybuchu i detonacji, za pomocą obliczeń termochemicznych.

W punkcie trzecim rozpatrywane są metody określania pola wybuchu za pomocą symulacji numerycznej. Przedstawiono zastosowanie algorytmów obliczeniowych do określania parametrów pola wybuchu generowanych przez ładunki wybuchowe o różnej geometrii układu wybuchowego.

2. Określanie energii detonacji i wybuchu

2.1. Prędkość fali detonacyjnej a energia detonacji

Jedna z podstawowych charakterystyk materiału wybuchowego jest jego prędkość detonacji. Wartość prędkości detonacji ma bezpośredni związek z wielkością energii wydzielonej w czasie przemiany wybuchowej. Detonacja jest w istocie fala uderzeniową, której propagacja podtrzymywana jest przez energię wydzieloną na froncie fali. Zarówno dla fali uderzeniowej jak i detonacyjnej zachodzą te same zależności pomiędzy intensywnością fali a jej prędkością rozprzestrzeniania się. Poniżej przytoczymy wybrane wzory, szerszy opis tych zależności wraz z ich szczegółowym wyprowadzeniem znaleźć można w [Maranda, Papliński i in., 1997].

$$D = u_0 + \frac{1}{\rho_0}\sqrt{\frac{p - p_0}{\frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho}}} \tag{2.1}$$

gdzie:

p – ciśnienie w fali uderzeniowej/detonacyjnej;

p_0 – początkowe ciśnienie w obciążanym ośrodku;

ρ – gęstość materiału sprężonego uderzeniowo;

ρ_0 – początkowa gęstość materiału.

D – prędkość rozprzestrzeniania się fali uderzeniowej/detonacyjnej.

Symbol u_0 oznacza początkową prędkość masową ośrodka w którym rozprzestrzenia się fala uderzeniowa lub detonacyjna. Dla większości przypadków, gdy badany materiał w stanie wyjściowym znajduje się w spoczynku, $u_0 = 0$.

Odpowiednio, różnica prędkości cząsteczek przed i za frontem fali wyraża się worem

$$u - u_0 = \sqrt{(p - p_0)\left(\frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho}\right)} \tag{2.2}$$

Równocześnie, intensywność fali uderzeniowej, która wyraża się wielkościami skoku ciśnienia i zmiany gęstości, jest jednoznacznie związana ze zmianą energii wewnętrznej ośrodka jaka zachodzi w fali uderzeniowej.

$$\varepsilon - \varepsilon_0 = \frac{p + p_0}{2}\left(\frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho}\right) + Q_{C-J} \tag{2.3}$$

W powyższym wzorze symbol ε oznacza energię wewnętrzną ośrodka sprężonego falą uderzeniową, ε_0 – energię wewnętrzną ośrodka w stanie wyjściowym, natomiast przez Q_{C-J} oznaczona został energia wydzielona w wyniku reakcji chemicznych, zachodzących w czasie przemiany wybuchowej. Dla fal uderzeniowych rozprzestrzeniających się w ośrodkach obojętnych chemicznie, $Q_{C-J} = 0$.

Indeks „C-J" wprowadzony we wzorze (2.3) podkreśla, że wielkość energii z która decyduje o intensywności parametrów fali detonacyjnej, określona jest przemianami zachodzącymi w strefie detonacji, pomiędzy czołem fali, a płaszczyzną Chapmana – Jougueta. Dla jednorodnych materiałów wybuchowych, takich jak plastyczne materiały wybuchowe (na bazie heksogenu), pentryt, tetryl, trotyl, strefa detonacji jest wąska, i praktycznie, w płaszczyźnie Chapmana – Jougueta osiągane jest pełne przereagowanie materiału. Stąd, dla tych materiałów, prędkość detonacji jest dobrym wskaźnikiem efektywności przemiany wybuchowej.

Zauważmy, że jak widać ze wzoru (2.3), wielkość energii wydzielonej w fali detonacyjnej jest w bezpośredni sposób związana ze stopniem sprężenia ośrodka (tj. $\Delta v = (1/\rho_0 - 1/\rho)$ oraz wielkością skoku ciśnienia. Z kolei, wielkości te w sposób bezpośredni przekładają się na prędkość rozprzestrzeniania się fali detonacyjnej (por. wzór 2.1). Tym samym, wartość prędkości detonacji, otrzymywana dla materiału o danej gęstości wyjściowej, jest w sposób bezpośredni związana z wielkością energii wydzielonej w fali detonacyjnej, (tj Q_{C-J}), a więc z potencjalną zdolnością danego materiału wybuchowego do wykonania pracy.

Natomiast w przypadku górniczych materiałów wybuchowych, które w wielu wypadkach mają charakter mieszanin wybuchowych, termodynamiczno-hydrodynamiczna równowaga taka określa położenie płaszczyzny Chapmana – Jougueta, a więc tym samym również wartość prędkości detonacji, kształtuje się przed stanem pełnego przereagowania wszystkich komponentów mieszaniny wybuchowej. Stąd, wartość prędkości detonacji oraz wielkość związanego z nią efektu cieplnego, nie odpowiadają kompletnemu przereagowaniu materiału wybuchowego. Wykorzystanie prędkości detonacji jako miary zdolności materiału wybuchowego do wykonania pracy wymaga w tych wypadkach dodatkowych oszacowań.

Znanym przykładem niejednorodnych materiałów wybuchowych są aluminizowane materiały wybuchowe. Wiele obserwacji eksperymentalnych oraz analizy teoretyczne [Maranda 1990, Maranda, Papliński i in. 1999] potwierdzają, że dopalanie się cząsteczek pyłu aluminiowego następuje również poza strefą detonacji. Tym samym, do produktów wybuchu wprowadzana jest dodatkowa energia, która nie znajduje odzwierciedlenia w wartości prędkości detonacji. Również w przypadku materiałów wybuchowych w których jeden (lub więcej) ze składników występuje w postaci granulatu, doreagowanie materiału znajdującego się w wewnętrznych partiach granul może następować za płaszczyzną Chapmana – Jougueta.

2.2. Określanie energii detonacji i wybuchu na podstawie składu chemicznego materiału wybuchowego

Przy założeniu kompletności przereagowania materiału wybuchowego, parametry detonacji określone mogą być metodami obliczeniowymi. W Zakładzie Materiałów Wybuchowych i Fizyki Wybuchu WAT opracowany został pakiet programowy MWEQ [Papliński 1993], który pozwala na wyznaczanie kompletu parametrów termodynamicznych produktów detonacji materiału reaktywnego o znanym składzie chemicznym. Przeprowadzono również badania nad uściśleniem nieidealnych równań stanu, jakie są niezbędne do opisu własności substancji chemicznych w warunkach wysokich ciśnień i temperatur.

Stosowana metodyka pozwala na określenie składu produktów mieszaniny reaktywnej w danych warunkach fizycznych. Przykładem takich warunków jest równanie adiabaty detonacyjnej w postaci (2.3). Innym rodzajem warunku fizycznego jest założenie stałej objętości mieszaniny reaktywnej. W przypadku wybuchu w stałej objętości można przypuszczać, że produkty reakcji będą dysponować dostatecznym przedziałem czasu, aby nastąpiło pełne przereagowanie. Jakkolwiek, wzrost objętości kawerny wybuchowej pod działaniem rozprężających się produktów wybuchu może również doprowadzić do spadku ciśnienia i temperatury, co spowoduje przerwanie (spowolnienie) reakcji pomiędzy półproduktami (jeżeli takie zachodzą). Wewnętrzne zależności pomiędzy stanem produktów wybuchu a stopniem ich dekompresji, będą przedmiotem rozważań w punkcie 3.

W tablicy 2.1 przedstawione zostały wartości prędkości detonacji oraz wielkość ciepła wybuchu i detonacji dla aluminizowanego materiału wybuchowego, przy uwzględnieniu różnego stopnia przereagowania cząsteczek aluminium.

Tablica 2.1. Zmiana ciepła wybuchu i detonacji w zależności od stopnia przereagowania aluminium
Emulsyjna mieszanina wybuchowa (ANFO) ρ_{0MW} = 850 kg/m3, AN - 90 %; olej - 5 %; Al. – 5 %
Table 2.1. Dependence of heat of explosion and detonation on aluminium reaction degree

Stopień przereagowania Al	Detonacja		Wybuch V = const
	D [m/s]	QC-J [MJ/g]	Qv [MJ/kg]
5 %	5311	4,708	4,702
3 %	5222	4,358	4,359
0 % (Al. składnik. inercyjny)	5032	3,689	3,700

Jak widać, zmiana stopnia przereagowania relatywnie mniej wpływa na sama wartość prędkości detonacji. Różnice w wielkości wydzielonej energii są natomiast bardzo istotne. Przy analizie stanu końcowego produktów przemiany uwzględniano (co ma miejsce w układach rzeczywistych), że inercyjny materiał (tj. aluminium) pochłania ciepło. W tablicy zmieszczono wartości energii detonacji oraz, jako wielkości odrębne, ciepła wybuchu. Przy przejściu od warunków w fali detonacyjnej do stanu wybuchu w stałe objętości, następuje bowiem znaczne zmniejszenie gęstości masowej mieszaniny reaktywnej oraz, zwykle w przybliżeniu dwukrotne, zmniejszenie wielkości ciśnienia. Może to powodować przesunięcie punktów równowagi reakcji chemicznych, które zachodzą pomiędzy poszczególnymi składnikami produktów wybuchu. Jak jednakże widać, tylko w nieznaczącym stopniu wpływa to na wielkość efektu energetycznego przemiany.

System obliczeniowy za pomocą którego wyznaczane są parametry detonacji i wybuchu uwzględnia występowanie dużej ilości składników w produktach przemiany. Uwzględniany jest wpływ substancji, które występują w stężeniu większym niż 10^{-6} moli/kg mieszaniny.

W tablicy 2.2 podany został przykładowy skład produktów wybuchu.

Tablica 2.2. Skład produktów wybuchu aluminizowanego materiału wybuchowego (ANFO) w stałej objętości: ρ_{0MW} = 850 kg/m3, AN - 90 %; olej - 5 %; Al. – 5 %
Composition of ANFO explosion products

składnik	il. moli/kgMW	składnik	il. moli/kgMW
O_2	0.00139861	CO	0.95885860
H_2	0.31468755	CO2	2.46684591
H_2O	25.20842487	CH3	0.00000022
N_2	11.23592028	CH4	0.00001954
NO	0.01174187	CH2O	0.00006384
NO_2	0.00000032	CH3OH	0.00000286
NH_3	0.00433846	HCOOH	0.00232881
		Al2O3(s)	0.92656215

Szerszą dyskusję zależności parametrów detonacyjnych aluminizowanych emulsyjnych materiałów wybuchowych od gęstości masowej oraz stopnia przereagowania aluminium znaleźć można w [Maranda, Papliński 2002]

2.3. Zależności pomiędzy wielkością energii detonacji a równaniem stanu

W procesie rozprężania adiabatycznego [Włodarczyk 1994], własności gazów opisane być mogą wykładnikiem politropy *k*. Przy założeniu znajomości wykładnika politropy wyprowadzić można wzór (por. np. [Stanjukovicz 1974]) który w bezpośredni sposób wiąże prędkość i energię detonacji

$$D = \sqrt{2\left(k^2 - 1\right)Q_{C-J}} \tag{2.4}$$

Wzór powyższy wyprowadzany jest przy założeniu tzw. silnej fali uderzeniowej, tj. $p>>p_0$, gdy do opisu właściwości produktów detonacji może być użyte równanie stanu w postaci

$$p = \rho\left(k - 1\right)\varepsilon \tag{2.5}$$

Należy jednakże podkreślić, że wzór (2.4) może być taktowany jedynie jako zależność szacunkowa. Poprawne dobranie wartości współczynnika *k* wymaga w sumie wykonania pełnego cyklu ścisłych obliczeń (por. p-kt 2.2). W ich rezultacie otrzymujemy komplet parametrów charakteryzujących przemianę, a więc dużo więcej niż wartość energii detonacji. Dla oszacowań zgrubnych, przyjmowana jest niekiedy wartość k = 3. Wartość k = 3 jest dość dobrym przybliżeniem dla produktów detonacji takich skondensowanych materiałów wybuchowych jak pentryt, plastyczne materiały wybuchowe. Natomiast dla przemysłowych materiałów wybuchowych, które osiągają znacznie niższe ciśnienia, przybliżenie to prowadzi

zwykle do zbyt dużych uproszczeń. Dla materiałów opartych na saletrze amonowej, bardziej zgodne z rzeczywistością wyniki uzyskujemy przyjmując $k = 2{,}75$, zwłaszcza przy gęstościach $\rho_0 \leq 1$ g/cm3 (wg oszacowań własnych autora).

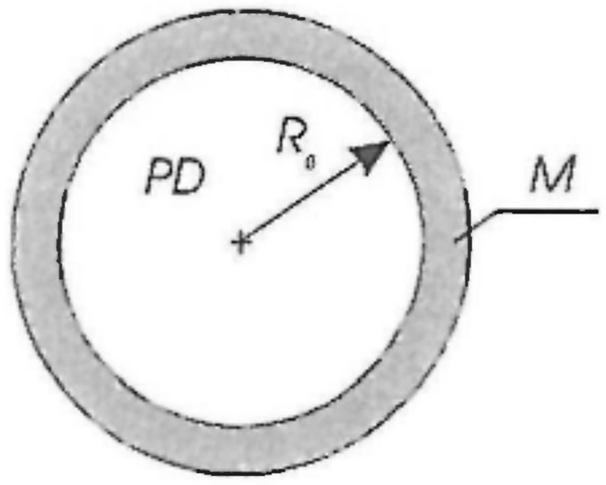
3. Analiza oddziaływania produktów detonacji na otaczający ośrodek

Eksperymentalne badanie użytkowych charakterystyk ładunku materiału wybuchowego polega zwykle na pomiarze pola ciśnienia lub określaniu szybkości jaką obciążany ośrodek (jego fragmenty, odłamki) uzyskuje na różnych odległościach od miejsca wybuchu. W każdym przypadku, ze względu na intensywność zjawiska, elementy robocze układu pomiarowego (ładunek MW, bezpośrednie otoczenie materialne) - ulegają zniszczeniu. W wielu wypadkach, jak np. przy pomiarze ciśnienia wytwarzanego w górotworze, wykonanie pomiarów jest utrudnione, nie zawsze jest możliwa powtarzalność warunków materiałowych eksperymentu.

Stąd w przypadku badania pola wybuchu dużego znaczenia nabierają metody analizy teoretycznej. Przy zbudowaniu poprawnego modelu, może on być zastosowany do układów o różnych parametrach materiałowych. Ponadto, kompletny model fizyczny pozwala na kompleksowe rozpoznanie badanego zagadnienia przy uzyskaniu zgodności z relatywnie małą (przy warunku że jest to próbka reprezentatywna) ilością danych eksperymentalnych.

W Zakładzie Materiałów Wybuchowych i Fizyki Wybuchu WAT opracowanych zostało szereg programów pozwalających na określanie parametrów pola wybuchu generowanych przez różne rodzaje ładunków materiału wybuchowego, przy uwzględnieniu różnej geometrii układu w jakim następuje wybuch.

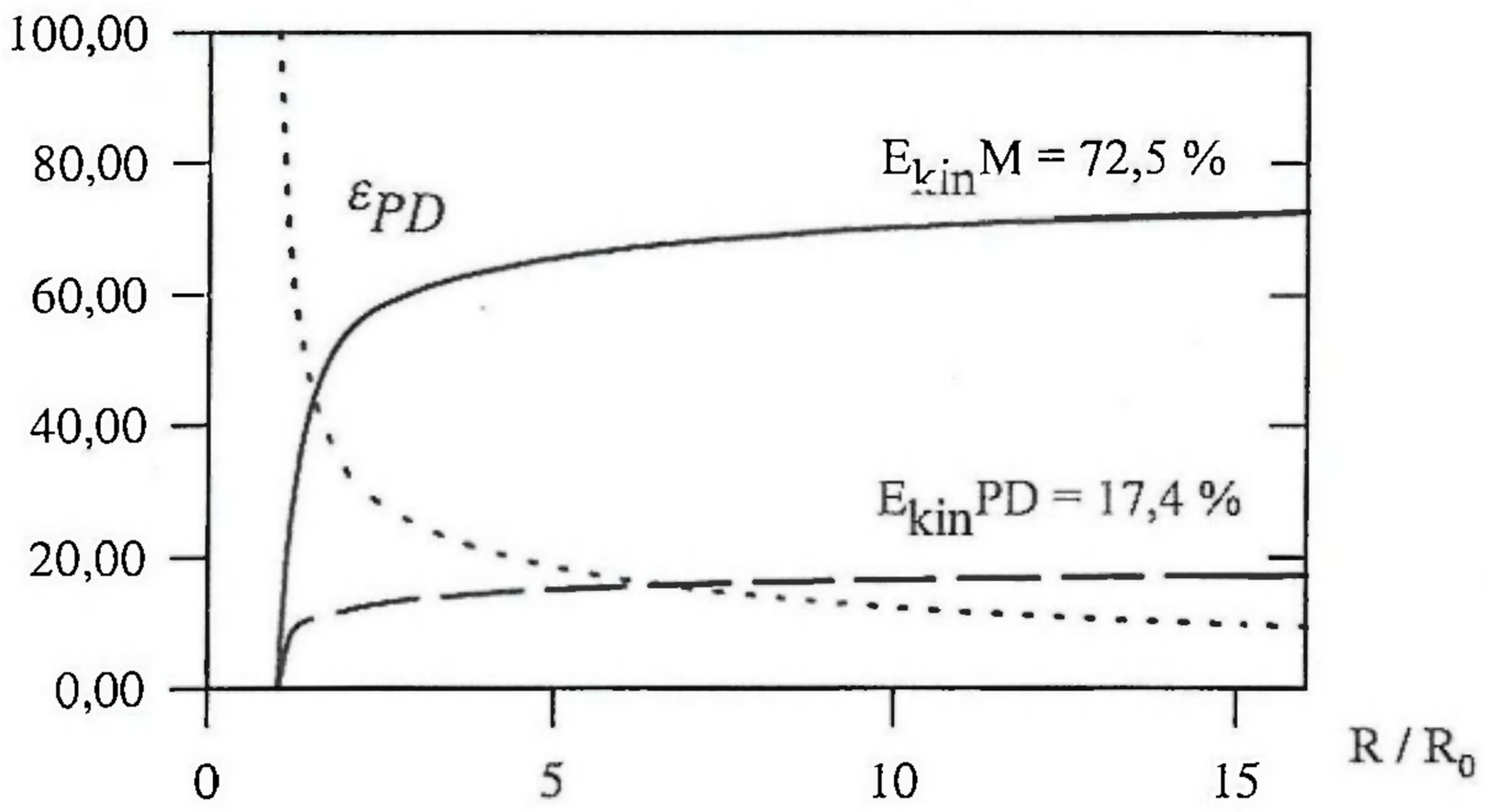
Na rys. 3.1 przedstawiony został schemat układu w którym rozprężające się produkty wybuchu cylindrycznego ładunku materiału wybuchowego działają na powłokę masywną. Układy tego typu stosowane są do określenia własności produktów detonacji w tzw. teście cylindrycznym. Ruch zewnętrznej powierzchni powłoki metalowej, która zwykle sporządzana jest z miedzi rejestrowany jest tak, aby otrzymać wykres droga – czas. Następnie, w drodze symulacji numerycznej wyznaczany jest ruch zewnętrznej powierzchni powłoki. Parametry użytego do w symulacjach równania stanu produktów wybuchu dobierane są tak, aby wyznaczony z obliczeń ruch powierzchni zewnętrznej zgodny był z wynikami rejestracji eksperymentalnej. Na tej podstawie cechowane są parametry równania stanu.



Rys. 3.1. Napędzanie cylindrycznej powłoki (*M*) produktami wybuchu (*PD*)
Fig. 3.1. Driving of the cylindrical liner (*M*) by explosion products (*PD*)

Na rysunkach 3.2.a -c zilustrowany został rozdział energii wybuchu pomiędzy produkty detonacji a otaczający ośrodek, jaki następuje w czasie rozprężania się produktów wybuchu i napędzania obciążanego ośrodka materialnego. Rozpatrzone zostały różne wartości stosunku masy napędzanej powłoki do masy materiału wybuchowego (na jednostkę długości cylindra). Różnice w stosunku masy materiału miotanego do masy napędzających produktów obrazują różnice w podatności (ściśliwości) obciążanego ośrodka.

Jak widać z otrzymanych wyników, nigdy nie następuje pełne przekazanie energii wybuchu do otaczającego ośrodka. Część energii wybuchu zawsze pozostaje w produktach wybuchu, w postaci energii wewnętrznej (ε_{PD}) bądź energii kinetycznej ($E_{kin}PD$). Przy dużej masie napędzanego ośrodka (rys. 3.2a, 3.2b), ponad 70 % energii wybuchu przekazywane jest do otoczenia



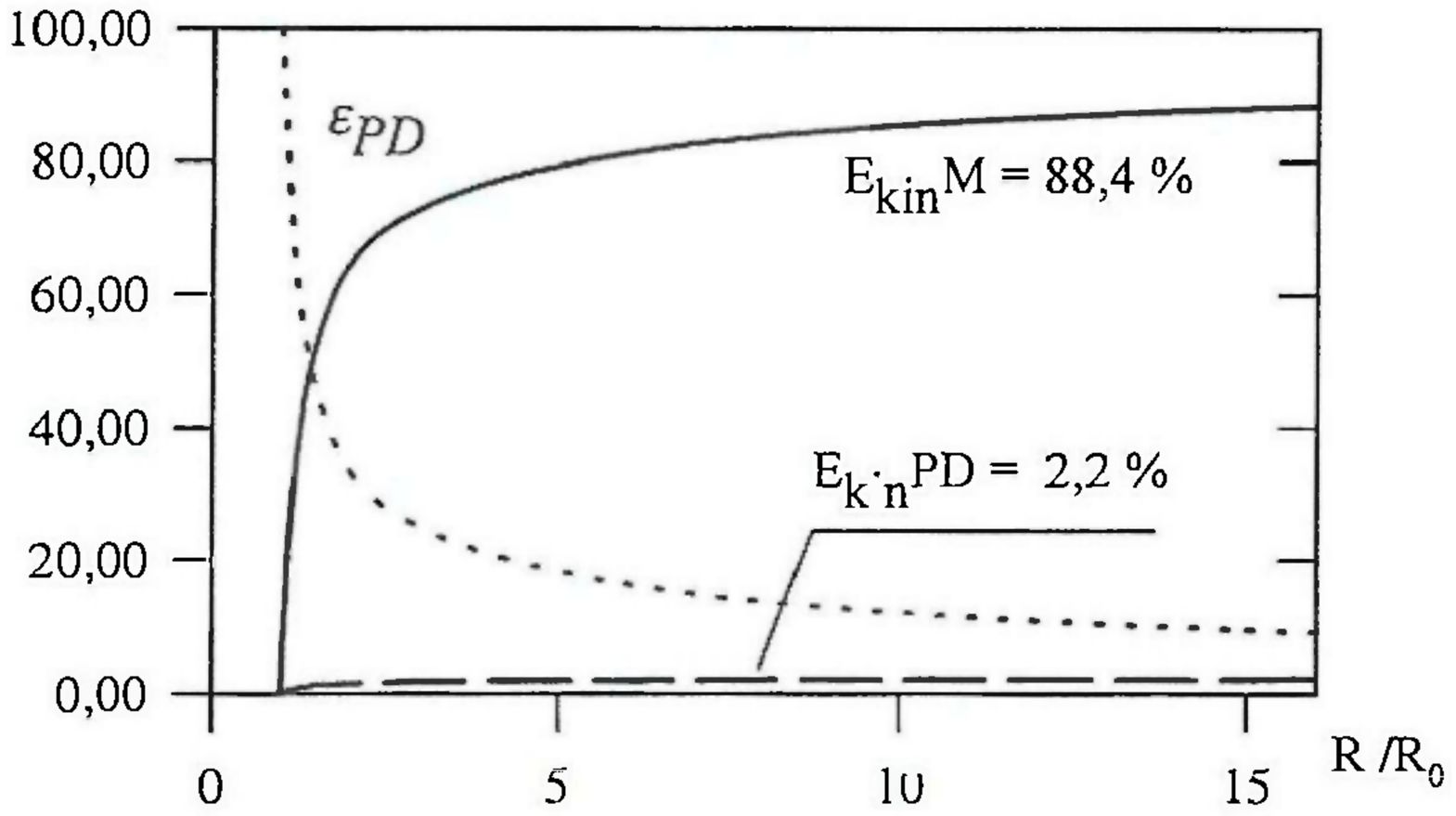
Rys. 3.2a. Rozdział energii wybuchu pomiędzy produkty wybuchu i napędzaną powłokę masywną $M = 2\ m_{MW}$

Fig. 3.2a. Energy partition between the driven liner and explosion products

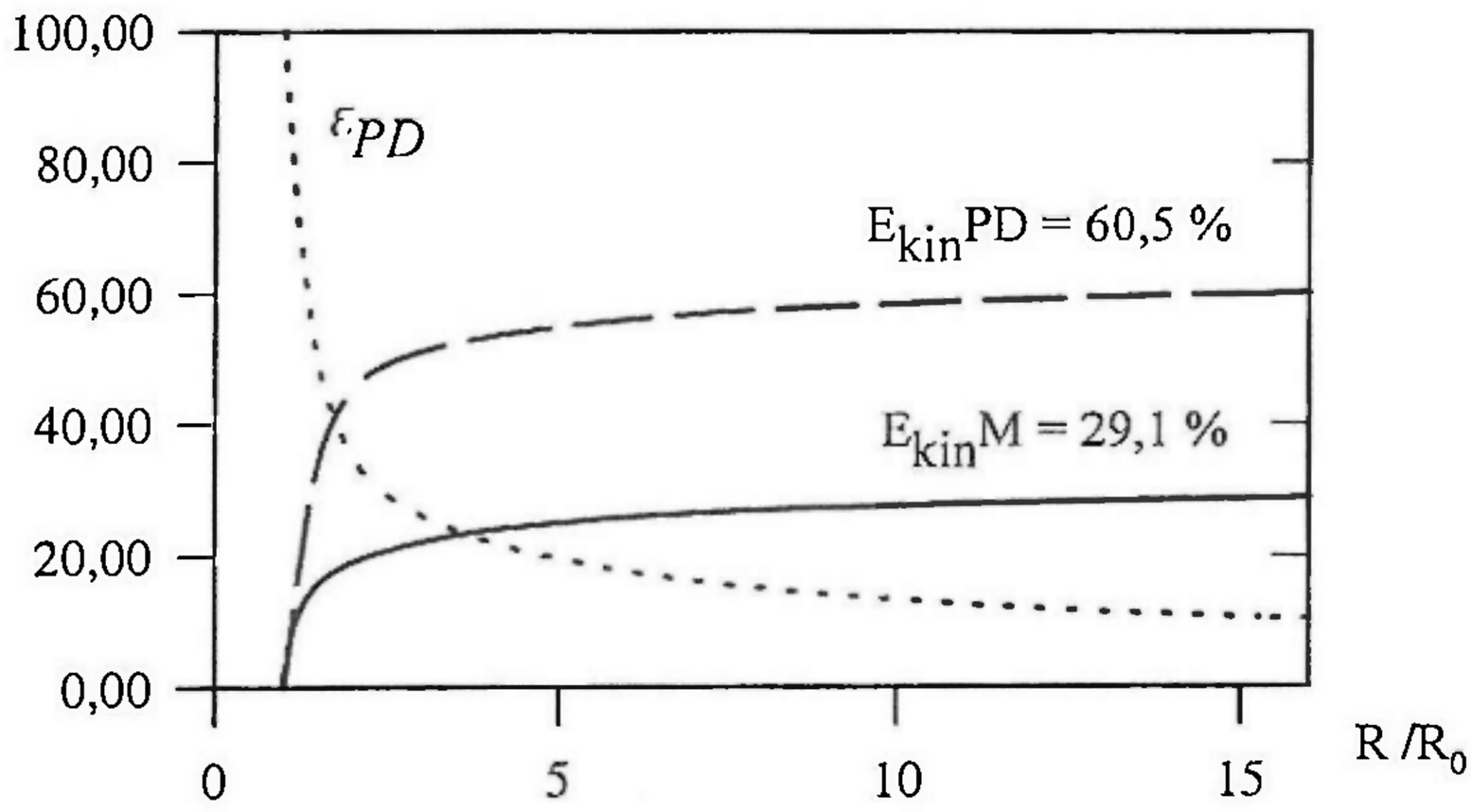
Natomiast przy podatnym ośrodku, proces przekazywania energii przebiega wolniej (rys. 3.2c). Więcej energii pozostaje wówczas w produktach detonacji/wybuchu, w postaci ich energii kinetycznej bądź potencjalnej.

Jak zatem ilustrują otrzymane wyniki, energia wybuchu zgromadzona w gazach powybuchowych w postaci ich energii wewnętrznej, może być w różnym tempie przekazywana do otaczającego ośrodka. Sposób transportu energii zależy zarówno od właściwości wytrzymałościowych i inercyjnych otaczającego ośrodka jak również od właściwości fizyko-chemicznych (równania stanu) produktów wybuchu.

Należy przy tym zwrócić uwagę, że czasowy przebieg przedstawianych bilansów ulegnie zmianie w przypadku mieszanin wybuchowych o niepełnej przereagowaniu w strefie detonacji.



Rys. 3.2b. Rozdział energii wybuchu pomiędzy produkty wybuchu i napędzaną powłokę masywną M = 20 m_{MW}
Fig. 3.2b. Energy partition between the driven liner and explosion products

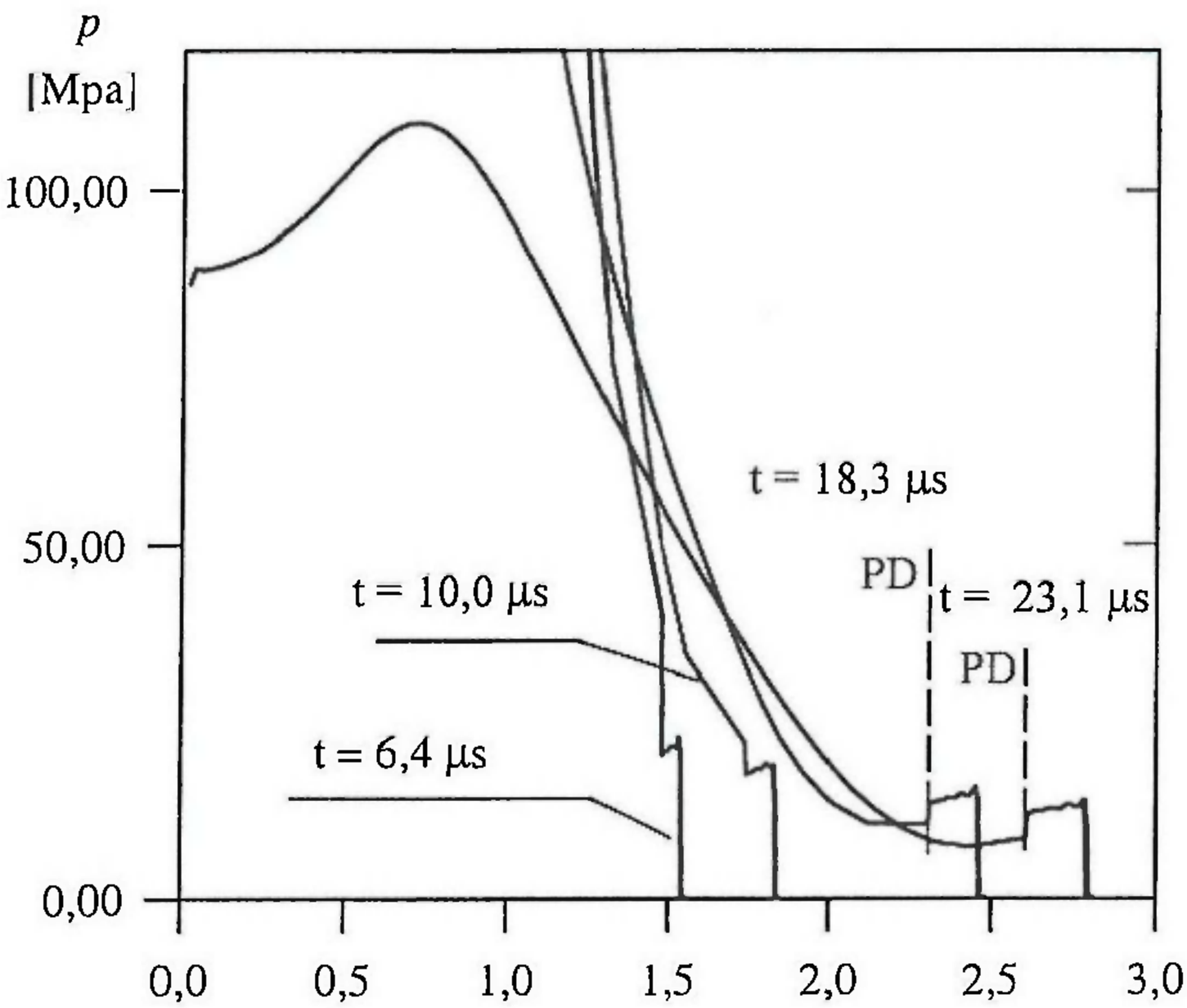


Rys. 3.2c. Rozdział energii wybuchu pomiędzy produkty wybuchu i napędzaną powłokę masywną M = 0,2 m_{MW}
Fig. 3.2c. Energy partition between the driven liner and explosion products

Dopalanie cząsteczek aluminium, w przypadku aluminizowanych materiałów wybuchowych, skutkować będzie zarówno dodatkowymi zmianami energii potencjalnej (wewnętrznej) produktów przemiany jak również zmianą postaci równania stanu. Zmiana składu chemicznego produktów, jaka następuje w wyniku przejęcia części tlenu od innych substancji w czasie tworzenia tlenku aluminium, wpływa bowiem na zmianę wartości wykładnika politropy *k*.

Opracowana metodyka pozwala na powadzenie analizy i uwzględnianie wpływu tego rodzaju efektów.

Rozwinięciem schematu obliczeniowego zilustrowanego na rys. 3.2a–c jest algorytm uwzględniający ściśliwość obciążanego wybuchowo ośrodka. Na rys. 3.3 przedstawione zostały rozkłady ciśnienia, dla różnych chwil czasu, generowane w powietrzu wybuchem kulistego ładunku MW. Do obliczeń zastosowano pakiet programowy oparty na algorytmie numerycznym o podwyższonej dokładności [Papliński 1999]. Do opisu właściwości powietrza wykorzystywane jest rzeczywiste równanie stanu, ze zmiennym wykładnikiem politropy. Właściwości produktów detonacji opisywane są justyfikowanym empirycznie równaniem stanu JWL.



Rys. 3.3. Przestrzenne rozkłady ciśnienia wygenerowane w powietrzu wybuchem ładunku MW o symetrii kulistej. mMW = 1 kg ; Qv = 4,29 MJ/ kg. Linią przerywaną zaznaczono położenie granicy kontaktowej produkty detonacji / powietrze.
Fig. 3.3. Pressure versus radii distribution for a spherical explosion in air.
A dashed line denotes the contact surface between explosion products and air

Jak widać z przedstawionych wyników, proces rozprężania się produktów wybuchu jest zjawiskiem falowym. W przestrzeni zajmowanej przez produkty występuje niejednorodny rozkład parametrów ruchu i stanu. Rozwiązanie ścisłe, tak jak prezentowane na rys. 3.3, może być wykorzystane do szczegółowej analizy pola obciążenia generowanego przez dany ładunek MW. Możliwe jest również zadanie odwrotne (por. Paszula, Maranda i in., 2002], tj. estymacja własności wybuchu na podstawie obserwowanych eksperymentalnie parametrów pola wybuchu (np. poprzez pomiar parametrów fali nadciśnienia generowanej wybuchem).

Przeprowadzono obszerną justyfikację opracowanej metodyki numerycznej symulacji pola wybuchu, poprzez porównanie otrzymywanych rezultatów obliczeniowych z danymi eksperymentalnymi, zaczerpniętymi z literatury jak również pochodzącymi z badań własnych. Uzyskana zgodność potwierdziła przydatność opracowanego pakietu, który będzie wykorzystywany w czasie dalszych badań efektywności oddziaływania wybuchu na ośrodki materialne.

Opracowany kod posiada budowę modułową i może być przystosowany do analizy pola wybuchu również w innych ośrodkach materialnych (jak np. woda, górotwór).

4. Wyniki pracy, wnioski końcowe

W pracy przedstawiono szereg narzędzi teoretycznych które mogą być wykorzystywane do analizy i prognozowania efektywności oddziaływania wybuchu ładunku MW na otaczający ośrodek materialny.

Przeprowadzono dyskusję zależności określających związki pomiędzy prędkością detonacji a energia przemiany wybuchowej.

Przedstawiono wyniki uzyskiwane za pomocą pakietu programowego MWEQ, który pozwala na określanie składu chemicznego produktów, końcowych wartości ciśnienia, energii wewnętrznej, temperatury, entropii, i innych parametrów termodynamicznych (jak wykładnik politropy) przemiany wybuchowej materiału reaktywnego o znanym wyjściowym składzie chemicznym.

Przedstawiono algorytmy obliczeniowe które mogą być stosowane do określania parametrów pola wybuchu generowanych przez ładunki wybuchowe o różnej geometrii układu wybuchowego.

Zamieszczono wyniki symulacji procesu miotania cylindrycznej powłoki inercyjnej wybuchem umieszczonego współśrodkowo ładunku wybuchowego. Przedstawiono rozdział energii wybuchu pomiędzy produkty wybuchu i napędzaną masę, przy różnych stosunkach masy materiał u wybuchowego do masy napędzanego ośrodka.

Przedstawiono wyniki symulacji pola obciążeń generowanego wybuchem sferycznego ładunku MW w powietrzu.

Przeprowadzono dyskusję warunków wykorzystania przedstawionych narzędzi modelowania teoretycznego do analizy właściwości materiału wybuchowego oraz określania skutków jego działania.

Literatura

[1] Cudziło S., Maranda A., Nowaczewski J., Papliński A, Podstawy chemii materiałów wybuchowych, WAT, 1997.

[2] Maranda A., Research on the process of detonation of explosive mixtures of the oxidizer fuel type containing aluminium powder, Prop. Expl. Pyrot., 15, 1990, No 4.pp. 161 – 165.

[3] Maranda A., Papliński A., Cudziło S., Gałęzowski D., Investigation of aluminium oxidation degree in detonation wave of aluminized explosives, 7e Congrès International de Pyrotechnie EUROPYRO 99, Brest, Francja, 7 – 11.06.1999, pp. 469 – 477.

[4] Papliński A., Określanie równowagowego składu produktów reakcji w złożonych układach chemicznych, Biul. WAT, 42, Nr 2, 1993, pp. 41 – 54.

[5] Papliński A., About evaluation of HE detonation and explosion parameters by use of BKW equation of state, 7e Congrès International de Pyrotechnie EUROPYRO 99, Brest, Francja, 7 – 11.06.1999, pp. 478 – 486.

[6] Włodarczyk E., Wstęp do mechaniki wybuchu, PWN, Warszawa, 1994.

[7] Stanjukovicz K., Fizyka Wzrywa, Nauka, Moskva, 1975.

[8] Maranda A., Papliński A., Gałezowski D., Investigation on Detonation and Thermochemical Parameters of Aluminized ANFO, Journal of Energetic Materials, 2002, w druku.

[9] Papliński A., Evaluation of Nonstationary Detonation Initiation in Combustible Gaseous Suspensions, 16-th International Symposium on Combustion Processes, Kazimierz, 1 - 5.08.1999, pp. 63 – 66.

[10] Paszula J., Maranda A., Papliński A., Gołąbek B., Kasperski J., Analiza parametrów fal podmuchowych generowanych wybuchem górniczych materiałów wybuchowych, Materiały Konferencyjne XII Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk, 17 – 21.02.2003.

Methods of theoretical appraisal of energetic efficiency of industrial explosives

Abstract

In the paper methods of theoretical appraisal of energetic efficiency of explosive charges are presented. The correlation between detonation velocity and heat of explosion has been discussed. The method of detonation energy evaluation by a termochemical code is presented. The results of numerical simulation of massive cylindrical shell driving by expanding products of detonation are presented. The partition of explosion energy between explosion products nad the driven mass is illustrated. The results of evaluation of the pressure field generated by explosion in air are presented.

Recenzent: dr inz. Ryszard Morawa

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.235–245

Krzysztof PIETKIEWICZ
Dyno Nobel Poland Sp. z o.o., ul. Kiełbaśnicza 24, 50-110 Wrocław, tel./fax: (0-71) 341-97-76

Systemy mechanicznego załadunku materiałów wybuchowych emulsyjnych luzem – System SSE i DynoMiner

Streszczenie

Tematem artykułu jest prezentacja najnowszych systemów mechanicznego załadunku materiałów wybuchowych emulsyjnych luzem. Przedstawiono w różnych dostępnych wariantach dwa nowoczesne systemy (SSE i DynoMiner). Opisano zasady działania Systemów, zalety oraz warunki, w jakich mogą być zastosowane w polskim górnictwie.

1. System SSE (w tym Mini-SSE)

System SSE (system emulsji uczulanej na miejscu) został opracowany z myślą o dostarczaniu i ładowaniu emulsji luzem, uczulanej w trakcie załadunku, do otworów strzałowych w przodkach podziemnych wyrobisk korytarzowych do otworów skierowanych w dół i w górę, oraz w odkrywkowych zakładach górniczych. Tak jak w przypadku popularnego już Systemu SME, matryca emulsji (nieuczulona emulsja) staje się materiałem wybuchowym dopiero po załadowaniu do otworów. Podobnie jak w Systemie SME matryca emulsji nie jest materiałem wybuchowym i w myśl przepisów kwalifikuje się do klasy 5.1. (materiały utleniające) wg ADR.

Cały System składa się najczęściej z jednego wozu, dwóch zbiorników kontenerowych oraz dwóch pomp do matrycy emulsji i chemicznego uczulacza. Oba te komponenty są produkowane przez Dyno Nobel i jako gotowe produkty transportowane są w pobliże miejsca prowadzenia robót strzałowych (np. teren zakładu górniczego), gdzie znajduje się baza, w której są składowane. Do transportu emulsji wykorzystuje się wyposażony w pompę samochód ciężarowy - cysternę. Uczulacz natomiast dowozi się w specjalnych plastykowych zbiornikach o pojemności 1000 litrów. Oba składniki mogą być przechowywane w takich samych warunkach jak saletra amonowa, z zastrzeżeniem, że temperatura wokół zbiorników nie może spaść poniżej 10°C.

Przed rozpoczęciem załadunku oba komponenty oraz wodę (służy tylko do przepłukiwania układu) przepompowuje się do wozu SSE, który dostarcza je na miejsce załadunku. Przygotowana w wytwórni matryca emulsji składa się z dwóch podstawowych składników: saletry amonowej i oleju. Dzięki emulgatorowi i odpowiedniemu procesowi produkcji oba komponenty wymieszane razem tworzą emulsję typu „woda w oleju" o gęstości ok. 1,4 g/cm^3. Podczas ładowania, chemiczny uczulacz zostaje wmieszany do matrycy emulsji i rozpoczyna się proces jej uczulania. Następuje redukcja gęstości matrycy, a po kilku minutach matryca staje się materiałem wybucho-

wym - SL 700 (w Polsce dopuszczony jako EMULAN, znak dopuszczenia WUG: GG-181/95). Aktualnie dostępne są dwa podstawowe typy wozów SSE oraz wersja Mini-SSE.

1.1. Typ I

W pierwszym z nich instalacja do produkcji i załadunku MW zabudowana jest na podwoziu Scania 93M, którego wymiary i wyposażenie predysponują do pracy w tunelach. Oczywiście ten samochód może poruszać się po drogach publicznych oraz dostarczać materiał do górniczych zakładów odkrywkowych. Ten typ wozu wyposażony jest dodatkowo w wysięgnik, dzięki któremu możliwe jest ładowanie otworów w wysokich przodkach tunelu bądź kopalni. Zasięg pracy wysięgnika pozwala ładować otwory rozmieszczone na powierzchni do 100 m^2. Ilość MW, jaką można załadować tym typem wozu to 2,3 tony. Wóz posiada również zwijarkę węża umieszczoną przy koszu wysięgnika oraz przewód zasilania elektrycznego o długości 100 m.

1.2. Typ II

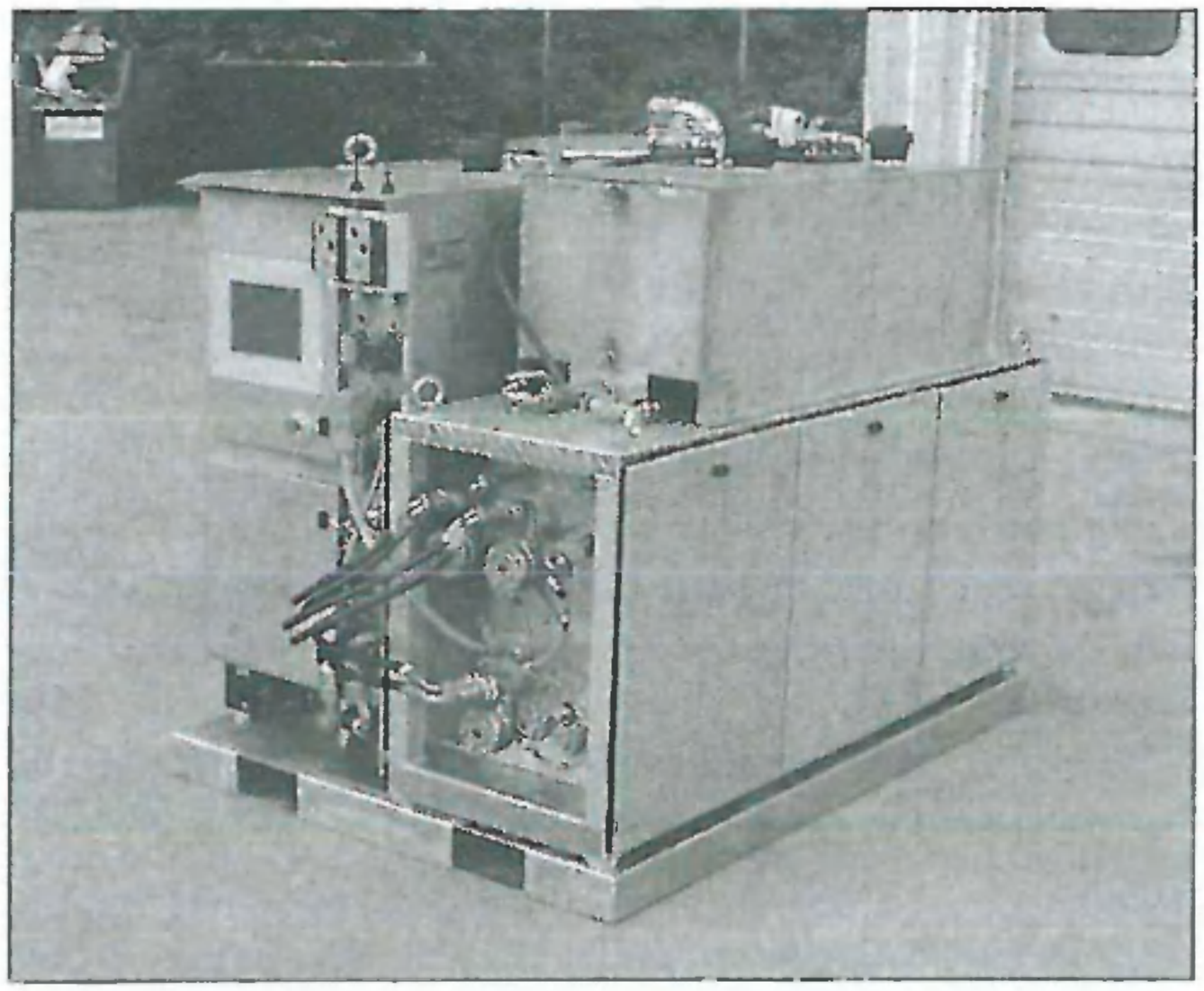
W warunkach, które uniemożliwiają szybki i łatwy wyjazd wiertnicy z przodka zastosowanie ma drugi typ wozu SSE, również zamontowany na podwoziu Scania 93M. Odpowiednia konstrukcja wozu (m.in. brak wysięgnika) umożliwia załadunek np. zza wiertnicy. Zwijarka węża może w tym przypadku być umieszczona na wiertnicy. Ilość MW, jaką można załadować tym typem wozu to około 7 ton. Budowa wozu predysponuje go do załadunku otworów strzałowych zarówno na powierzchni jak i pod ziemią.

1.3. Typ III - Mini-SSE

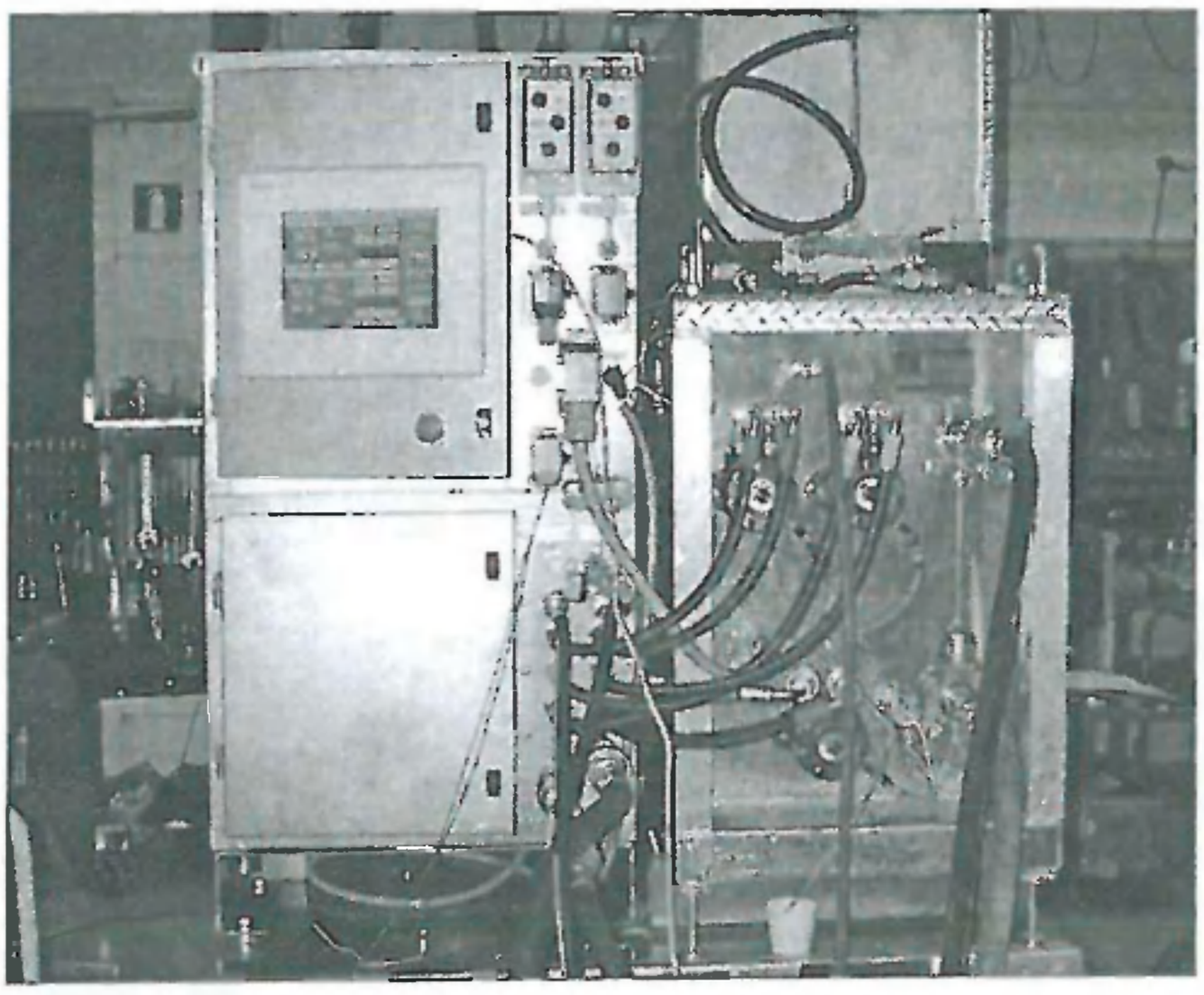
Wersja Mini Systemu SSE różni się od dwóch pozostałych systemów gabarytami oraz tym, że jest ona generalnie przeznaczona do montażu na posiadanych przez zakład górniczy pojazdach. Urządzeniem w wersji Mini-SSE zastępuje się posiadane instalacje do załadunku MW typu ANFO. Takie cechy umożliwiają użytkownikowi zmianę posiadanego systemu załadunku ANFO na nowoczesny system załadunku materiału wybuchowego emulsyjnego, niewielkim nakładem kosztów. System Mini-SSE jest wyposażony w jedną sterowaną radiowo linię ładującą - wąż, obsługiwany przez jedną pompę (w przeciwieństwie do wersji SSE typ I i II posiadających dwie niezależne linie ładujące). Kontrola i zapis parametrów odbywają się w identyczny sposób jak w podstawowym systemie SSE, tzn. z wykorzystaniem systemu komputerowego. Aktualnie (maj 2002) na etapie wdrożenia jest inna odmiana wersji Mini-SSE, która nie posiada komputerowego systemu sterowania, i w której obsługa odbywa się za pomocą dźwigni mechanicznych. Ta wersja w przeciwieństwie do pozostałych nie jest wyposażona w sterujący komputerowy panel dotykowy (LCD).

Wszystkie wersje Systemu SSE są łatwe w obsłudze i posiadają dwie niezależnie pracujące linie ładujące (oprócz Mini-SSE). Obsługa ładowania (funkcje start i stop oraz regulacja prędkości ładowania) odbywa się drogą radiową. Wydajność ładowania wynosi ok. 70 kg/min. Urządzenia mogą być zasilane z silnika pojazdu lub elektrycznie poprzez podłączenie do sieci zasilania elektrycznego. Wozy SSE spełniają wysokie

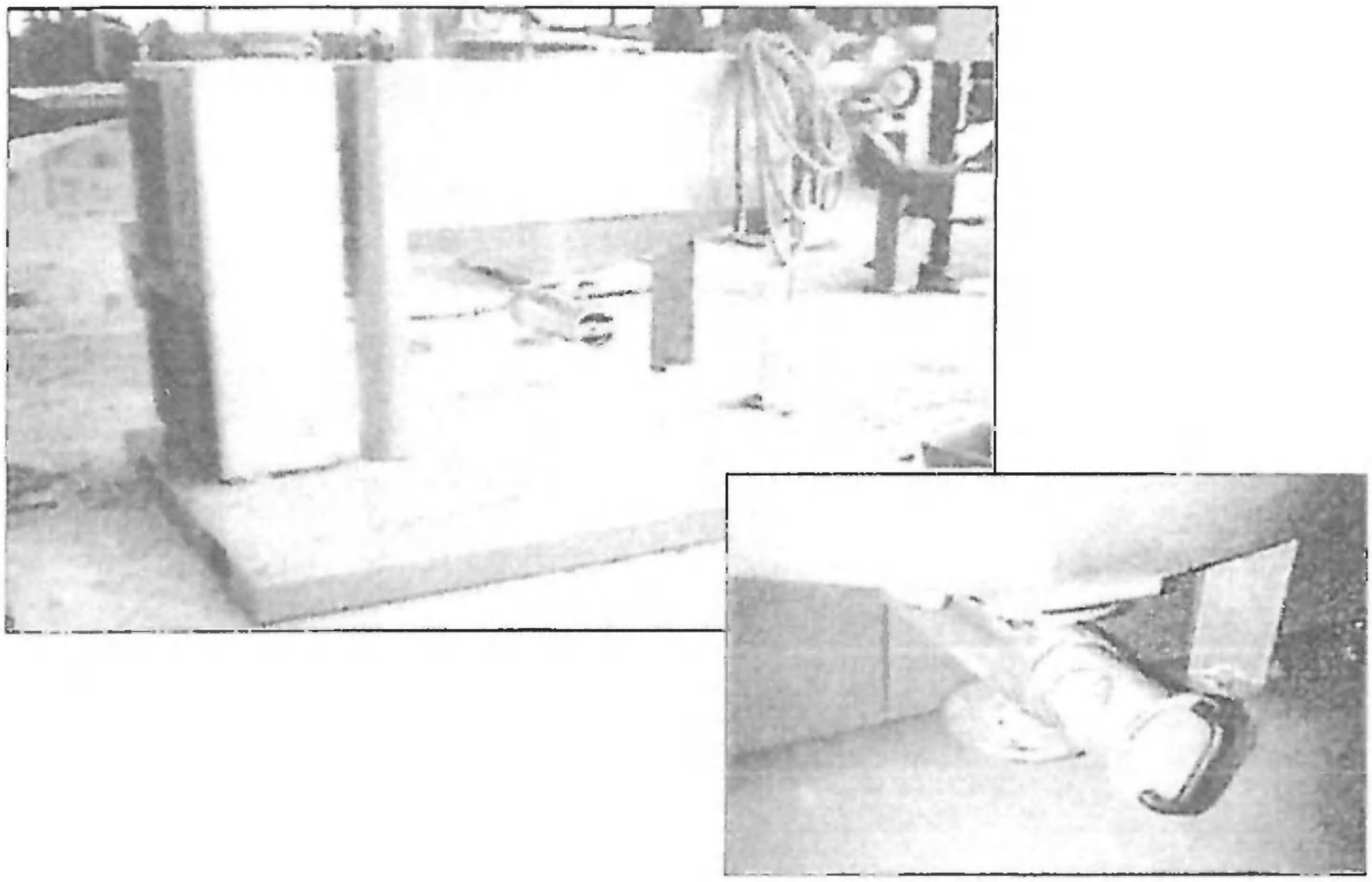
standardy bezpieczeństwa, cechują się wysoką niezawodnością i dokładnością załadunku. Kontrolujący załadunek system komputerowy współpracujący z pompami pozwala na precyzyjny załadunek poszczególnych otworów. System komputerowy nadzoruje cały proces załadunku oraz rejestruje wszystkie parametry umożliwiając w ten sposób wydruk gotowych raportów i ich archiwizowanie. Przed załadunkiem można zaprogramować ilość MW, jaką należy załadować do poszczególnych otworów. Przy czym dla każdego otworu może to być inna ilość.



Rys. 1.1. Urządzenie Mini-SSE
Fig. 1.1. Mini-SSE unit



Rys. 1.2. Urządzenie Mini-SSE
Fig. 1.2. Mini-SSE unit



Rys. 1.3. Urządzenie Mini-SSE
Fig. 1.3. Mini-SSE unit



Rys. 1.4. Urządzenie Mini-SSE zamontowane na podwoziu wozu typu DC17B z wysięgnikiem W46
Fig. 1.4. Mini-SSE unit assembled on carrier DC17B type with boom W46

Parametry wyprodukowanego przy użyciu systemu SSE materiału wybuchowego są następujące:
- gęstość - 0,8-1,2 g/cm^3,
- energia - 3,2 MJ/kg,
- prędkość detonacji - 4000 m/s,
- objętość gazów - 940 l/kg,
- całkowita wodoodporność.

Materiał wybuchowy EMULAN posiada wiele zalet w stosunku do poprzedniej generacji materiałów wybuchowych, tzn.:
- brak możliwości niezamierzonej inicjacji np.: wskutek tarcia, uderzenia czy ognia,
- całkowita wodoodporność. MW typu EMULAN wypycha wodę podczas załadunku i nie pozwala jej ponownie napłynąć do załadowanego otworu, przez co odstrzał można przeprowadzać na długo po załadowaniu,
- możliwość łatwego załadunku zarówno otworów mocno zawodnionych jak i nachylonych (w dół i w górę),
- dokładna kontrola całkowitej ilości MW oraz ilości załadowanej do poszczególnych otworów,
- 100 % wypełnienie otworów strzałowych, zapewniające większą koncentrację energii w otworze,
- możliwość regulacji gęstości i zmiany proporcji użytych półproduktów co pozwala na zmianę parametrów wytwarzanego MW w zależności od potrzeb,
- dzięki dużej energii wybuchu, odpowiedniej prędkości detonacji i 100 % wypełnieniu otworów występuje możliwość znacznego poszerzenia siatki strzelań,
- w czasie transportu, mieszania i załadunku żaden z półproduktów nie jest materiałem wybuchowym. Pojazdy do przewozu składników przeznaczonych do produkcji MW typu EMULAN są zaklasyfikowane zgodnie z ADR do klasy 5.1. (materiały utleniające),
- EMULAN jest bardziej przyjazny dla środowiska. Podczas detonacji wydziela się znacznie mniej substancji szkodliwych, gazów oraz dymu, niż w przypadku innych MW. ilość (NO_x i CO) oraz innych szkodliwych substancji zredukowano średnio 15-krotnie.

Głównymi zaletami systemu SSE jest bardziej uproszczona logistyka (tylko dwa surowce do produkcji), wzrost bezpieczeństwa oraz możliwość dostosowania parametrów produktu do różnych wymagań stawianych przez odbiorcę. Poprzez dodanie odpowiedniej ilości czynnika gazowego można regulować gęstość produktu. Jest to bardzo przydatne z uwagi na możliwość optymalizacji produktu dla poszczególnych typów skały i zastosowań (zmiana wielkości ładunku jednostkowego), niemalże w trakcie załadunku. Dzięki komputerowej kontroli i sterowaniu procesem załadunku, możliwe jest ładowanie otworów strzałowych tak, aby niektóre z nich były ładowane tylko częściowo (w przekroju poprzecznym otworu) – technika załadunku o nazwie „string loading". W ten sposób, dzięki redukcji ładunku przypadającego na jeden metr otworu, np. w otworach stropowych lub ociosowych, uzyskujemy lepszą ochronę stropu i ociosów. Dodatkowym atutem jest, że konstrukcja pojazdów Systemu SSE może być dostosowana do indywidualnych potrzeb klienta.

2. System DynoMiner

System DynoMiner jest kolejnym systemem mechanicznego załadunku MW emulsyjnych luzem. System aktualnie jest wykorzystywany przez Dyno Nobel North America (maj 2002). Ideą pomysłodawców Systemu było opracowanie i wdrożenie w kopalniach podziemnych na szeroką skalę MW emulsyjnych, ładowanych mechanicznie i uczulanych chemicznie bezpośrednio przed załadunkiem do otworów strzałowych, ale z urządzenia zasilanego z innego źródła niż dotychczas stosowane systemy. System DynoMiner został skonstruowany tak, aby mógł być zasilany z istniejącego już w kopalniach układu zasilania sprężonym powietrzem i wykorzystywać nowoczesną pompę membranową. System nie wymaga innego dodatkowego zasilania sieciowego. System charakteryzuje się cichą pracą, wymaga krótkiego przeszkolenia dla obsługi oraz nieskomplikowanej konserwacji.

System DynoMiner wykorzystuje specjalnie opatentowaną do pracy z matrycą emulsji pompę membranową. Woda i chemiczny uczulacz znajdują się w zbiornikach urządzenia i są dozowane do produktu pod odpowiednim ciśnieniem. System jest sterowany pneumatycznie. Wartości ciśnień roboczych wskazują mierniki ciśnieniowe. Podstawowymi elementami składowymi urządzenia są: zbiornik na wodę, pompa membranowa, mierniki ciśnienia, zbiornik na uczulacz, układ sterowania, zbiornik na emulsję, akumulator zasilający układ sterowania, zwijarka węża, zawory, przewody ciśnieniowe, rozgałęźnik ciśnienia powietrza oraz wirnikowe przepływomierze powietrza i wody.

System jest zasilany pneumatycznie i jest uzależniony od ciągłości zasilania powietrzem. Zalecane minimalne ciśnienie robocze powietrza to 70-80 psi (psi = funt na cal kwadratowy), tzn. 4,9 - 5,6 bar.

Załadunek emulsyjnych MW za pomocą Systemu DynoMiner umożliwia ustawienie gęstości produkowanego materiału w szerokim zakresie. Zakres gęstości ładowanej emulsji podano w dalszej części artykułu. Minimalna średnica otworu strzałowego to ¾" (1,92 cm). Materiał powinien być inicjowany ładunkiem udarowym składającym się z zapalnika nieelektrycznego typu NONEL i odpowiedniego pobudzacza.

Chemiczny uczulacz znajduje się w małym zbiorniku, skąd pod ciśnieniem dozowany jest do emulsji. Uczulacz dodaje się do emulsji na ostatnim etapie produkcji materiału wybuchowego. Emulsja staje się materiałem wybuchowym po około 20 minutach od momentu załadowania jej do otworów strzałowych. Dopuszcza się, aby gęstość produkowanego MW nie różniła się od wartości nominalnej (zadanej) o więcej niż 0,04 g/cm^3. Zgodnie z wytycznymi Dyno Nobel North America wirnikowe przepływomierze nie mają możliwości regulacji nastawień do sterowania stopniem nagazowania emulsji. Należy, więc wykorzystać ku temu tzw. „czarną skrzynkę". Ten sposób sterowania może być jednak zmieniony. Celem uzyskania różnych wartości intensywności strumienia chemicznego uczulacza zastosowano 5-cio drożny zawór kulkowy, którego zasada działania opiera się na zmianie wielkości kryzy na wyjściu zaworu. Regulator stosowany w urządzeniu pozwala na uzyskanie 5-ciu ustawień:

- OFF (dla gotowej uczulonej emulsji),
- 0,80-0,85 (do otworów konturowych),
- 0,95-1,00 (do otworów urabiających),
- 1,10-1,15 (dla dodatkowego odrzucenia odstrzelonego urobku),
- inne.

Wydaje się, że aktualnie nie ma potrzeby, aby za pomocą Systemu DynoMiner ładować otwory, ze zmniejszonym stopniem wypełnienia otworu materiałem wybuchowym (tzw. „string loading"), gdyż taki sam efekt końcowy można uzyskać stosując zmienne wartości gęstości MW.

Zaleca się, aby przed załadunkiem dokonać kontroli gęstości poprzez pobranie i zważenie próbki materiału wybuchowego. Po zważeniu materiał może być z powrotem dodany do zbiornika. Po zakończeniu ładowania nie pozostaje żadna ilość niewykorzystanego MW, gdyż dodawana w nieco większej ilości woda przy ładowaniu ostatnich 3-4 otworów eliminuje problem pozostawania materiału w instalacji i w wężu.

Urządzenie jest wyposażone w licznik sumujący kilogramy materiału pompowanego przez pompę w oparciu o impulsy pracy pompy. Zliczona wartość jest podawana po zakończeniu ładowania. W przyszłości dostępny będzie również układ podający bardziej szczegółowe informacje o pompowanym produkcie, bazujący na zliczaniu kilogramów ładowanego materiału. Liczniki urządzenia zasilane są z akumulatorów. Akumulatory muszą być ładowane raz w tygodniu, a dostęp do nich jest bardzo wygodny.

Emulsja jest aktualnie dostarczana na teren kopalni w 20 tonowych zbiornikach, składowanych późnej na powierzchni. Pod ziemię jest opuszczana w 1 tonowych silosach. Zbiorniki mogą być wyposażone w dodatkowe pompy ułatwiające przeładunek emulsji. Wielkość zbiorników i silosów może być inna w zależności od potrzeb odbiorcy.

Obsługa urządzenia jest bardzo prosta, co wynika m.in. z rodzaju zasilania (pneumatyczne). Szkolenie pracownika trwa około 2 dni (dla gotowej uczulonej emulsji). Przyjęto, że systemy ładujące gotową uczuloną emulsję obsługuje personel klienta lub personel Dyno Nobel, natomiast systemy uczulające emulsję są obsługiwane tylko przez pracowników Dyno Nobel.

Liczba czynności konserwacyjnych jest bardzo ograniczona i wynika z prostej budowy urządzenia. Brak jest specjalnych wymogów odnośnie komory remontowej, w której miałaby odbywać się konserwacja urządzenia. Raz w roku przeprowadza się szczegółową kontrolę pracy pompy membranowej, głównie w celu odkrycia ognisk korozji. W celu dodatkowego nawilżania instalacji można stosować oliwienie oraz okresowo kontrolować stan filtrów.

System DynoMiner jest bardzo łatwy w użyciu, zasada działania jest bardzo zbliżona do metod mechanicznego załadunku MW typu ANFO i wymaga minimalnego nakładu prac konserwacyjnych. System musi być dostosowany do posiadanego przez zakład górniczy systemu zasilania powietrzem, który musi spełniać wymogi zachowania odpowiedniej wartości ciśnienia i stabilności jego strumienia. System jest tani w eksploatacji i łatwy w użyciu. Umożliwia dostosowanie parametrów produkowanego MW do potrzeb oraz wysoką precyzję załadunku.

Urządzenie dostępne jest w dwóch wersjach APS Drifter i APS Stoper.

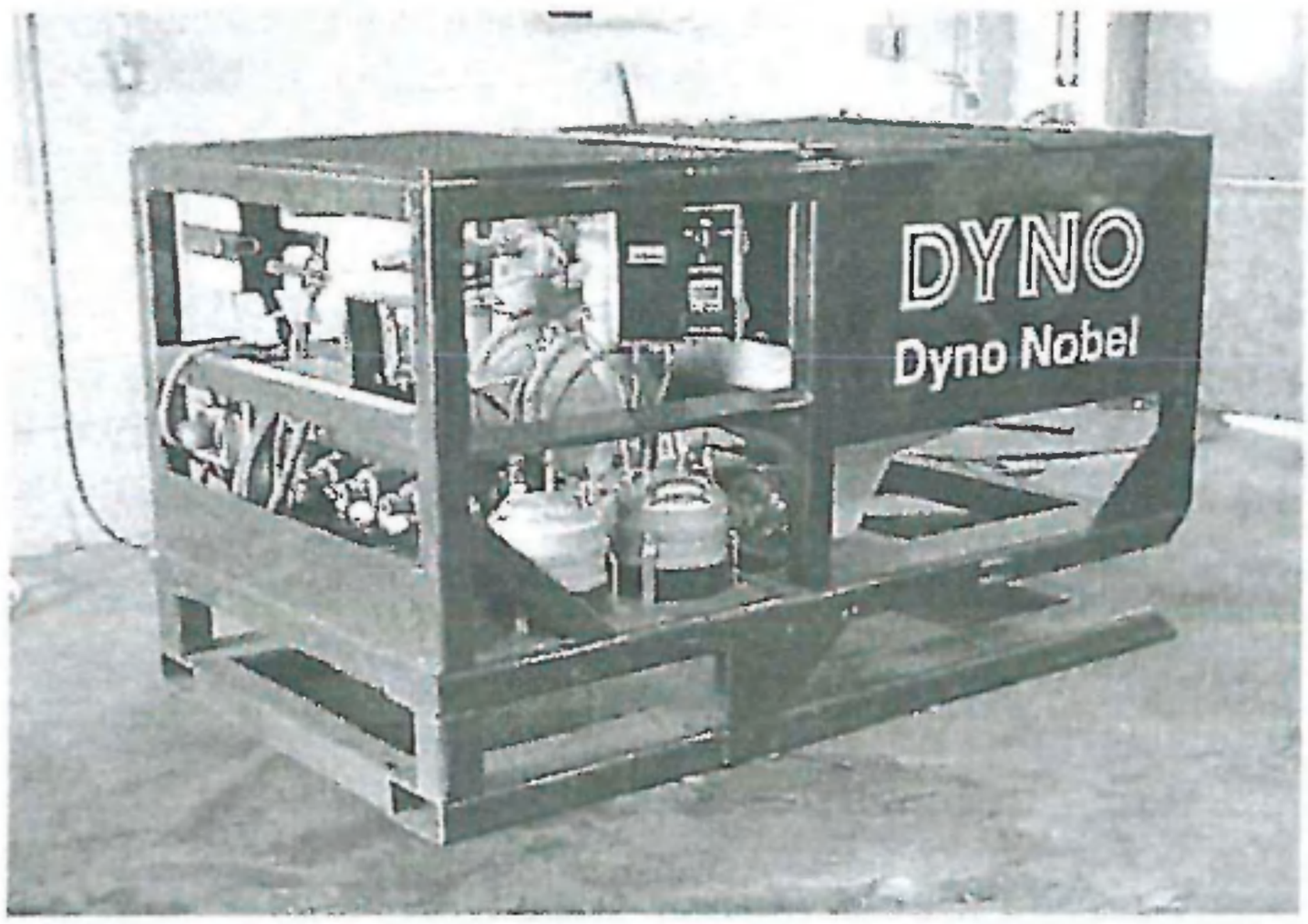
2.1. APS Drifter

Zalecany do ładowania otworów strzałowych w przodkach wyrobisk korytarzowych lub w innych, poziomych otworów, gdzie wymagana jest względnie mała ilość MW przypadająca na jeden przodek. Wydajność urządzenia dla ciśnienia zasilającego o wartości 6 bar oraz węża o długości 5-6 m i średnicy 20-25 mm wynosi około 50-60

kg/min. Oczywiście mniejsza średnica węża i wyższe ciśnienie zwiększają wydajność urządzenia.

Wymiary: szerokość - 1300 mm, długość - 2160 mm, wysokość - 1400 mm, waga pustego urządzenia: 1450 kg, pojemność zbiornika emulsji: 550 litrów, pojemność zbiornika na wodę i chemiczny uczulacz: odpowiednio 40 i 8 litrów, wydajność: do 90 kg/min w zależności od mocy zasilania pneumatycznego i wymiarów węża. Obsługa: ręczna lub radiowa bezprzewodowa (ręczna nie wymaga stosowania akumulatora). Dodatkowe opcje: przepływomierz DN-100, uczulanie chemiczne. Zasilanie: pneumatyczne (minimalne ciśnienie: 4,3 bar).

Uwaga: Ręczna obsługa jest w zasadzie stosowana tylko w przypadku awarii sterowania lub/i zasilania akumulatorowego.



Rys. 2.1. Urządzenie DynoMiner wersja APS Drifter
Fig. 2.1. DynoMiner ver. APS Drifter unit

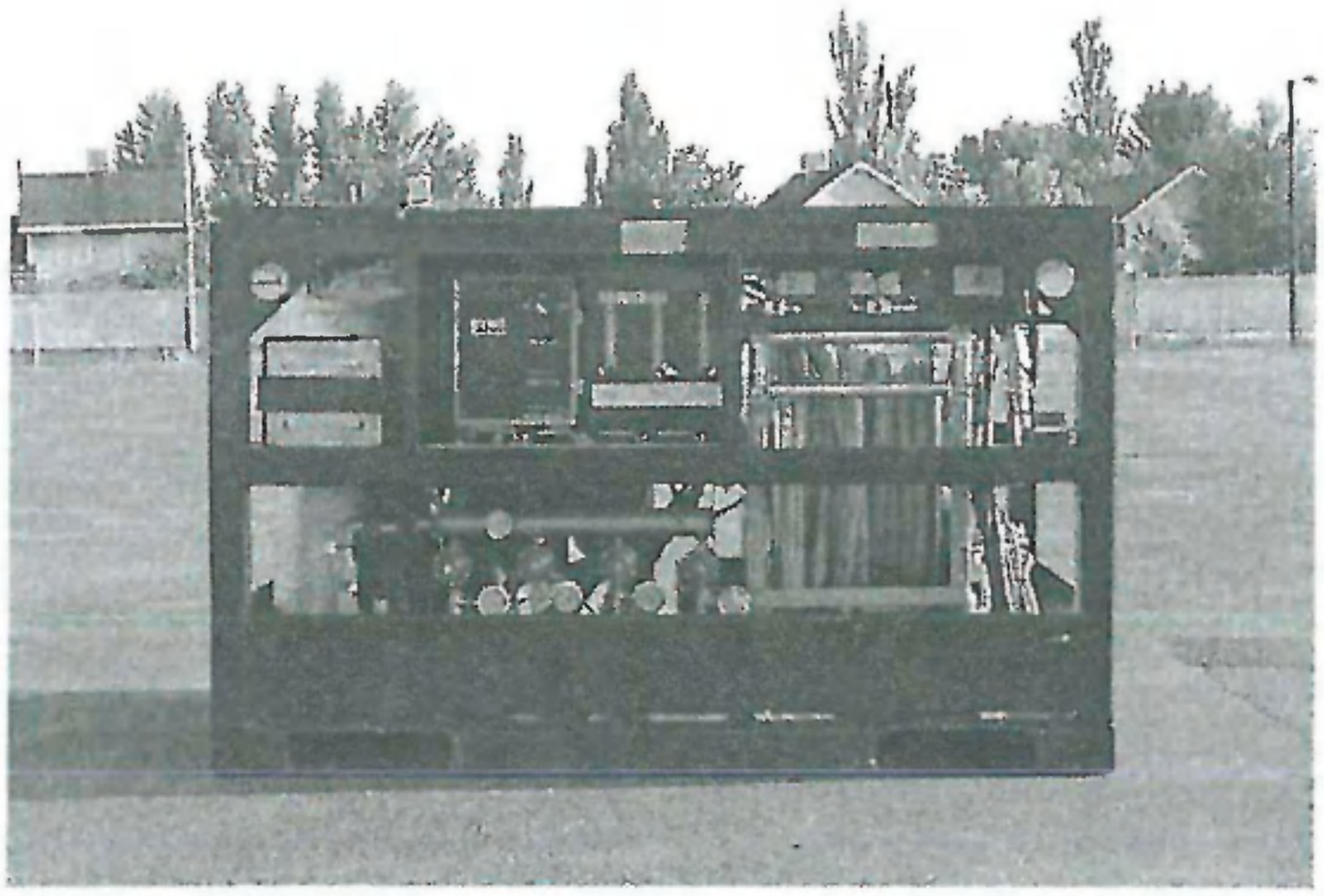
2.2. APS Stoper

Zalecany do ładowania otworów strzałowych w ścianach eksploatacyjnych oraz w dużych wyrobiskach podziemnych, gdzie wymagana jest duża ilość MW.

Wydajność urządzenia dla ciśnienia zasilającego o wartości 6 bar oraz węża o długości 40 m i średnicy 25 mm wynosi około 60-65 kg/min. Oczywiście mniejsza średnica węża i wyższe ciśnienie zwiększają wydajność urządzenia.

Wymiary: szerokość - 1900 mm, długość - 1120 mm, wysokość - 1120 mm. Waga pustego urządzenia: 1200 kg, pojemność zbiornika emulsji: wymaga dodatkowego zbiornika na matrycę emulsji o wielkości uzależnionej od pojazdu, na którym ma być zamontowane urządzenie, pojemność zbiornika na wodę i chemiczny uczulacz: odpowiednio 60 i 25 litrów, wydajność: do 90 kg/min w zależności od mocy zasilania pneumatycznego i wymiarów węża. Obsługa: ręczna lub radiowa bezprzewodowa (ręczna nie wymaga stosowania akumulatora). Dodatkowe opcje: przepływomierz DN-100, uczulanie chemiczne, zwijarka węża. Zasilanie: pneumatyczne (minimalne ciśnienie: 4,3 bar).

Uwaga: Ręczna obsługa jest w zasadzie stosowana tylko w przypadku awarii sterowania lub/i zasilania akumulatorowego.



Rys. 2.2. Urządzenie DynoMiner wersja APS Stoper
Fig. 2.2. DynoMiner ver. APS Stoper unit

3. Podsumowanie – wybór Systemu

Oba przedstawione Systemy mają wiele zalet i w wielu różnych, ale podobnych do siebie warunkach oba z nich znajdą zastosowanie. Niemniej jednak, zawsze w pewnych warunkach (technicznych, górniczych, organizacyjnych, itp.), zastosowanie jednego z Systemów będzie zdecydowanie bardziej racjonalne, bądź warunki wykluczą zastosowanie któregoś z nich. Specjaliści zalecają więc, aby na początku spróbować sobie odpowiedzieć na niżej przytoczone pytania, które powinny ułatwić wybór, najkorzystniejszego dla własnych warunków Systemu załadunku [Keegan, 2002]:

- Jakim rodzajem zasilania dysponujemy?
- Który system jest prostszy w obsłudze i łatwiejszy do wdrożenia?
- Jakie są wymogi odnośnie konserwacji urządzenia?
- Jaki jest koszt urządzenia (koszt produkowanego MW)?
- Jakie jest prawdopodobieństwo awarii urządzenia?
- Jakie zagrożenia są związane z urządzeniem?

Gdy już odpowiesz sobie Czytelniku na te pytania, proszę weź pod uwagę najistotniejsze cechy obu Systemów. Systemy z rodziny SSE wymagają źródła zasilania elektrycznego (najczęściej sieciowego) bądź hydraulicznego (z pojazdu, na którym zamontowane jest urządzenie, bądź z innego pojazdu). Wymaganym zasilaniem dla podzespołu pozwalającego ładować techniką „string loading" przy pomocy wersji Mini-SSE jest zasilanie hydrauliczne. W Systemie DynoMiner jedynym wymaganym zasilaniem jest zasilanie pneumatyczne (z sieci, bądź ze sprężarki zabudowanej na pojeź-

dzie, na którym urządzenie jest zamontowane, bądź z innego pojazdu). Zasilanie pneumatyczne może być ogromną zaletą (z uwagi na koszty, bezpieczeństwo, ochronę środowiska), lecz należy pamiętać o spełnieniu wymogów odnośnie odpowiedniej wartości ciśnienia i jego stabilności. Oczywiście zasilanie układu sterującego (komputerowego) wymaga energii elektrycznej, lecz do tego wystarczy tylko akumulator. Sposób obsługi urządzenia jest zbliżony do sposobu obsługi znanych polskiemu użytkownikowi systemów do mechanicznego (pneumatycznego) załadunku MW typu ANFO (seria urządzeń typu ANOL). System SSE umożliwia załadunek w technice „string loading", lecz w opinii niektórych fachowców, chcąc uzyskać ten sam (podobny) rezultat odnośnie efektu strzelania można zastosować MW o mniejszej gęstości, co umożliwia System DynoMiner (ale SSE również). Jednakże system SSE umożliwia uzyskanie dowolnej wartości gęstości MW w dopuszczalnym zakresie, natomiast w Systemie DynoMiner są to wartości ustawiane skokowo (choć od strony technicznej jest możliwe ustawienie dowolnej gęstości produkowanego MW). Odnośnie stałej kontroli gęstości ładowanego MW przewagę ma System SSE, dzięki wyposażeniu go w bardziej złożony system sterowania. W przypadku Systemu DynoMiner gęstość MW ustawia się przed rozpoczęciem pracy, po czym dla całkowitej pewności zaleca się, aby zważyć próbkę materiału na zwykłej wadze elektronicznej. Po takiej kontroli cały proces produkcji odbywa się z dużą dokładnością, nie mniejszą niż w Systemie SSE. Istotną różnicą jest, że System SSE w przeciwieństwie do DynoMiner umożliwia zaprogramowanie urządzenia, tak żeby do każdego otworu ładować inną ilość materiału. Matryca emulsji staje się gotowym materiałem wybuchowym dla Systemu SSE po około 5-ciu minutach, natomiast w przypadku DynoMiner po około 20-stu, co jednak nie powinno mieć większego wpływu na wybór Systemu. Do inicjowania obu materiałów zaleca się stosować pobudzacze i zapalniki nieelektryczne. Oba Systemy wymagają, aby szkolenie praktyczne operatora trwało minimum około 2-3 dni. Urządzenie Systemu DynoMiner z racji mniej złożonej budowy wymaga mniejszych nakładów prac konserwacyjnych niż w przypadku urządzeń z rodziny SSE. Mniejsze wersje (Mini-SSE oraz DynoMiner Drifter) obu Systemów oraz wersje większe (SSE typ I i II oraz DynoMiner Stoper) mają podobne gabaryty. Wszystkie systemy mogą być obsługiwane drogą radiową.

Odpowiedź, który z Systemów wybrać, zostawiamy Tobie Czytelniku.

Literatura

[1] DynoMiner APS Underground Delivery Systems, Dyno Nobel, August 2002.
[2] Keegan M., Evaluation of Global Emulsion Delivery Systems for use in development headings, Dyno Nobel, May 2002.
[3] Pietkiewicz K., Janusz E., System SSE (w tym Mini-SSE), Dyno Nobel, artykuł niepublikowany.
[4] Pietkiewicz K., Janusz E., System DynoMiner, Dyno Nobel, artykuł niepublikowany.
[5] Materiały reklamowe Dyno Nobel.

Mechanical charging systems of bulk emulsion explosives – System SSE and System DynoMiner

Abstract

Article's subject is to present new mechanical charging systems of bulk emulsion explosives. There were shown different versions two modern systems (SSE and DynoMiner). There were described working and advantages and conditions under they can be used in Polish mining.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str.247–256

Marek SZYGUŁA
Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice
mareks@komag.gliwice.pl, tel. (0-32) 237-41-24

Zmechanizowana obudowa skrzyżowania typu KSK-18/37-Pz - nowoczesna technologia zabezpieczenia skrzyżowania ściana-chodnik

Słowa kluczowe

skrzyżowanie ściany z chodnikiem – obudowa zmechanizowana

Streszczenie

W referacie przedstawiono zmechanizowaną obudowę skrzyżowania typu KSK-18/37-Pz. Przedstawiono konstrukcję obudowy, zakres stosowania i parametry techniczno eksploatacyjne. Omówiono badania stanowiskowe obudowy i ich wyniki oraz doświadczenia ruchowe z obserwacji dołowych.

1. Wstęp

Skrzyżowanie ściany z chodnikiem przyścianowym jest miejscem koncentracji prac związanych z eksploatacją pokładu. Pracochłonność prac w rejonie skrzyżowania może wynosić nawet 50% pracochłonności wszystkich prac wykonywanych w ścianie zmechanizowanej. Wysoka pracochłonność prac w rejonie skrzyżowania wynika z małego stopnia ich zmechanizowania i wykonywania w wyjątkowo trudnych warunkach. Ilość czynników górniczych, geologicznych i mechanizacyjnych prowadzi do konieczności stosowania różnych układów obudowy skrzyżowań. Konsekwencją jest stosowanie wielu rozwiązań obudowy tradycyjnej komplikujące nie tylko problem mechanizacji, ale również opracowanie typowych elementów dla tradycyjnej obudowy skrzyżowania. Rejon skrzyżowania jest również miejscem występowania wzmożonego oddziaływania górotworu [7]. W strefie za ścianą następuje zawał stropu oddziaływujący szczególnie silnie na utrzymywany chodnik i elementy jego ochrony. Wpływ silnych oddziaływań górotworu w strefie, gdzie niejednokrotnie niezbędne jest, ze względu np. na transport urobku, osłabienie obudowy chodnikowej poprzez wypięcie łuków ociosowych, sprawia, że rejon skrzyżowania staje się miejscem bardzo niebezpiecznym. Występuje tu najwięcej wypadków. Efektem jest dążenie do maksymalnego wzmocnienia strefy skrzyżowania poprzez budowanie podciągów pod łukami obudowy chodnikowej, podpieranie zamków czy stawianie stojaków hydraulicznych w każdym wolnym miejscu. Podporność tak wykonanej obudowy wielokrotnie przekracza podporność wymaganą, a stosowanie dużej ilości stojaków utrudnia ich przestawianie wraz z postępem ściany, przesuwanie napędów przenośnikowych i poruszanie się ludzi, stwarzając przy tym dodatkowe zagrożenia.

Poprawa warunków pracy w strefie skrzyżowania ściany z chodnikiem przyścianowym staje się więc niezbędna.

W stosowanych obecnie metodach ścianowej eksploatacji pokładów węgla można rozróżnić trzy typy skrzyżowań ścian z chodnikami przyścianowymi:

- skrzyżowanie ściany z chodnikiem wcześniej wykonanym, likwidowanym za ścianą,
- skrzyżowanie ściany z chodnikiem wcześniej wykonanym, utrzymywanym do dalszego użytkowania,
- skrzyżowanie ściany z chodnikiem wykonywanym równocześnie ze ścianą, utrzymywanym do dalszego użytkowania.

Skrzyżowanie ściany z chodnikiem wcześniej wykonanym, likwidowanym za ścianą stwarza najmniejsze trudności eksploatacyjne. Utrzymanie chodnika w strefie przed ścianą jest stosunkowo łatwe, ponieważ maksymalne oddziaływania górotworu na obudowę chodnikową ujawniają się dopiero za ścianą, czyli tam gdzie jest on już likwidowany. Skrzyżowanie ściany z chodnikiem wcześniej wykonanym i utrzymywanym po przejściu ściany charakteryzuje się największymi trudnościami związanymi z utrzymaniem chodnika, szczególnie w przypadku obustronnego otoczenia zrobami. Najkorzystniejsze warunki utrzymania chodnika występują w przypadku skrzyżowania ściany z chodnikiem wykonywanym równocześnie ze ścianą i utrzymywanym po przejściu ściany do późniejszego wykorzystania. Jest to chodnik wycinany do pełnego planowanego przekroju wraz z postępem ściany i nie jest deformowany przed ścianą.

Krajowi producenci obudów zmechanizowanych proponują różne rozwiązania zmechanizowanych obudów skrzyżowań. Obudowy te można podzielić na cztery grupy [8]:

- trójczłonowe obudowy samokroczące lub kroczące we współpracy z napędem przenośnika,
- obudowy skrzyżowania powstałe przez modyfikację sekcji liniowych,
- obudowy jednoczłonowe ustawione w poprzek chodnika,
- obudowy lekkie stanowiące rodzaj podciągów zintegrowanych ze stojakami.

Większość stosowanych w polskich kopalniach zmechanizowanych obudów skrzyżowań należy do pierwszej grupy. Do tej grupy należy również zaliczyć najnowsze rozwiązanie CMG KOMAG – zmechanizowaną obudowę skrzyżowania KSK-18/37-Pz.

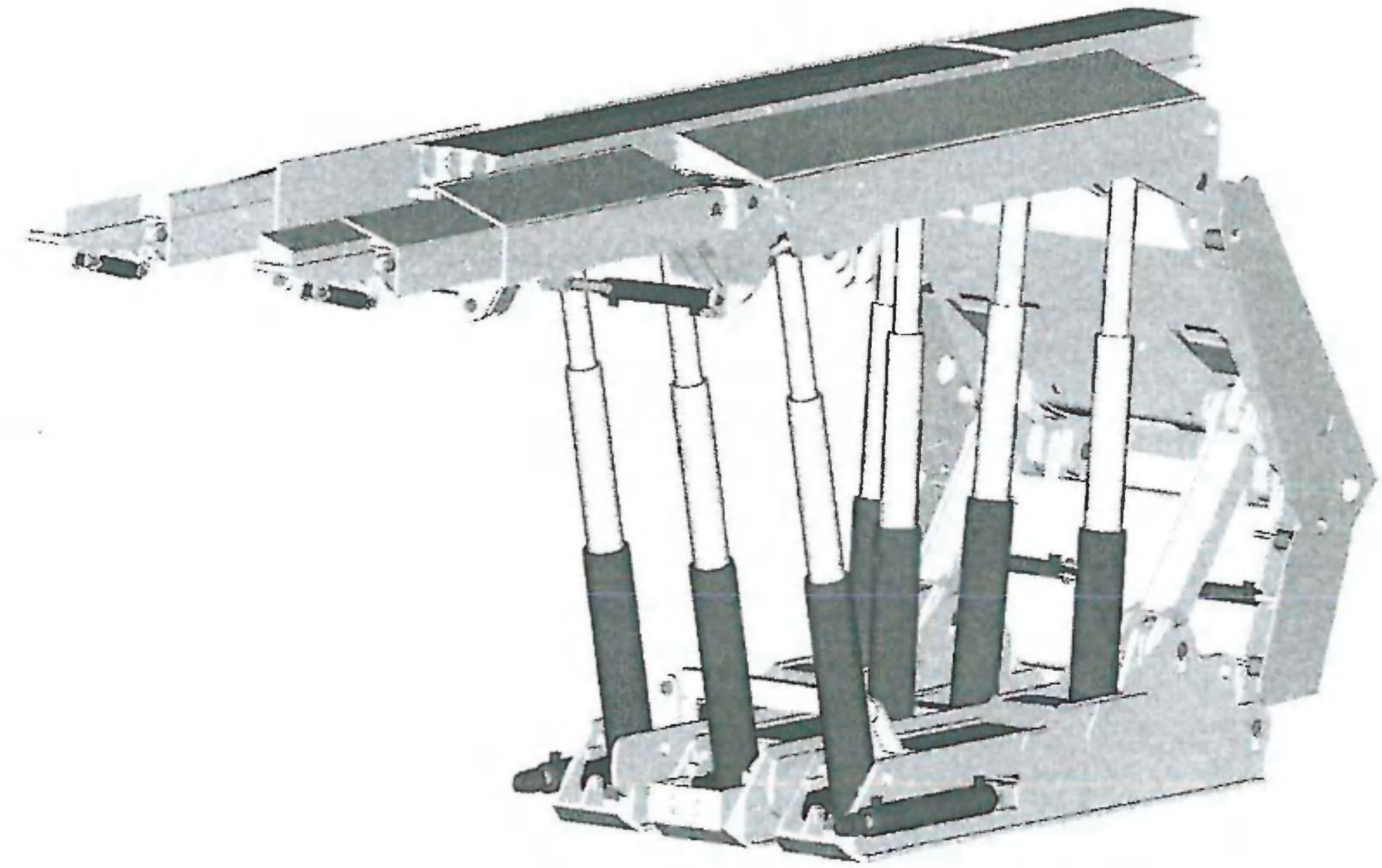
2. Opis zmechanizowanej obudowy skrzyżowania KSK-18/37-Pz (rys. 2.1)

Zestaw zmechanizowanej obudowy skrzyżowania KSK-18/37-Pz został wykonany wg dokumentacji W37.005 w ramach realizacji projektu celowego w latach 1995÷1997. W roku 2002 wprowadzono szereg zmian i uzupełnień [1] zestawu dostosowując konstrukcję do przewidzianej lokalizacji.

2.1. Przeznaczenie obudowy

Zestaw zmechanizowanej obudowy skrzyżowania KSK-18/37-Pz jest przeznaczony do zabudowy w osi podłużnej chodników przyścianowych, w oknie ściany. Zestaw przeznaczony jest do współpracy z metalową obudową chodnikową o profilu ŁP6 do ŁP10. Zestaw jest przystosowany do współpracy z każdym rodzajem spągu o minimalnej wytrzymałości laboratoryjnej na ściskanie 25 MPa. Kompleksowe skrzyżowanie kroczące (KSK-18/37-Pz) może samodzielnie kroczyć po spągu chodników przyścianowych na zasadzie przemiennego rozparcia jednego z modułów względem obudowy chodnikowej. Zestaw może także współpracować z podbudową napędu pomocniczego lub głównego przenośnika ścianowego. Czynności te od-

bywają się przy utrzymywaniu stałej podporności roboczej, przynajmniej jednego modułu, zewnętrznego lub środkowego.



Rys. 2.1. Zmechanizowana obudowa skrzyżowania KSK-18/37-Pz
Fig. 2.1. Powered roof support of the KSK-18/37-Pz

Zestaw służy do ciągłego utrzymywania i aktywnego podpierania całej masy skalnej stropu, bezpośrednio nad obudową chodnikową i wlotem ściany. Zestawy tej obudowy mogą być stosowane przy eksploatacji pokładów: cienkich, średnich i grubych do 3,6 m, poziomo zalegających lub nachylonych podłużnie lub poprzecznie, z dowolnym sposobem kierowania stropem. Zestawy te mogą być stosowane przy lewo- lub prawostronnym kierunku wybierania ścian z utrzymaniem bądź likwidacją jednego lub obu chodników przyścianowych.

Zestaw tej obudowy usytuowany jest względem przenośnika ścianowego bez tzw. „kroku wstecz" i w każdej fazie zabudowy na skrzyżowaniu i wlocie do ściany zapewnia:

- nadążne kroczenie za postępem ściany, zgodnie z kierunkiem urabiania o skoku min. 0,8 m,
- tradycyjne dostawianie w połączeniu z podbudową napędu o skok zabioru min. 0,8 m,
- najkorzystniejszy, tzn. w osi chodnika sposób podparcia wszystkich łuków (stropnic) obudowy chodnikowej,
- przepisowe i bezpieczne przejścia dla ruchu załogi, w każdej fazie ustawienia zestawu, przed i pomiędzy rzędami podpór hydraulicznych,
- przepisowe kanały transportowe w każdej fazie ustawienia zestawu,
- swobodny przepływ doprowadzenia do ściany wymaganej przepisami ilości świeżego powietrza lub odprowadzenia zużytego,
- możliwość przepisowego prowadzenia (podwieszenia) elektrycznych przewodów zasilających, sieci sygnalizacyjnej i oświetleniowej,

- możliwość przepisowego prowadzenia hydraulicznych przewodów magistrali zasilająco-spływowej, rurociągów podsadzkowych, przeciw pożarowych itp.,
- współpracę środkowego modułu zestawu z podwieszoną kolejką szynowo-transportową, z możliwością rozładunku transportowanych materiałów nad trasą przenośnika ścianowego,
- dojazd i rozładunek na przenośnik ścianowy zestawów pojemnikowo - czerpakowych z urobkiem pochodzącym z przybierek prowadzonych na długości wybiegu chodnika przyścianowego,
- rabowanie łuku stropnicowego obudowy chodnikowej na linii zawału za postępem ściany w przypadku likwidacji tego chodnika,
- utrzymywanie torowiska szynowego do samego przenośnika ścianowego w chodniku transportowym w przypadku, gdy napęd pomocniczy jest w ścianie.

2.2. Dane techniczne

Wysokość minimalna zestawu		1,8 m
Wysokość maksymalna zestawu		3,7 m
Zakres pracy obudowy		2,0÷3,6 m
Nachylenie podłużne		20°
Nachylenie poprzeczne		±15°
Długość modułu stropnicowego zestawu		9,51 m
Szerokość zestawu		2,1 m
Liczba stojaków hydraulicznych modułu zewnętrznego		4 szt.
Liczba stojaków hydraulicznych modułu środkowego		3 szt.
Podporność wstępna stojaka hydraulicznego modułu zewnętrznego		865÷1039 kN
Podporność robocza stojaka hydraulicznego modułu zewnętrznego		1316 kN
Podporność wstępna stojaka hydraulicznego modułu środkowego		865÷1039 kN
Podporność robocza stojaka hydraulicznego modułu środkowego		1108 kN
Podporność robocza zestawu		480÷550 kN/m^2
Skok przesuwnika kroczenia		0,8 m
Siła przesuwu podbudowy napędu przenośnika		716÷859 kN
	lub	1432÷1718 kN
Siła kroczenia (przesuwu, dostawiania) modułu zewnętrznego		464÷557 kN
	lub	928÷1114 kN
Ciśnienie zasilania		25÷30 MPa
Ciśnienie robocze stojaków hydraulicznych		32÷38 MPa
Czynnik roboczy		ciecz hydrauliczna PN C/96047:1998
Masa zestawu		30 565 kg

2.3. Opis konstrukcji

Zestaw zmechanizowanej obudowy skrzyżowania KSK-18/37-Pz składa się z dwóch modułów zewnętrznego i środkowego. Moduł zewnętrzny z modułem środkowym połączone są dwoma zespołami kroczenia:

- kroczenie dolne, składające się z dwóch siłowników ø 80/135×820 łączących spągnice modułów,
- kroczenie górne, składające się z dwóch siłowników ø 63/90×820 łączących stropnice modułów.

Zestaw jest pierwszą zmechanizowaną obudową skrzyżowania z lemniskatowym układem stabilizującym umieszczonym w tylnej części obudowy. Wcześniejsze rozwiązania producentów krajowych i zagranicznych preferowały lemniskatowy układ stabilizujący pomiędzy rzędami stojaków hydraulicznych [6]. Umieszczenie układu stabilizującego w tylnej części zdecydowanie wpłynęło na poprawę stabilizacji podłużnej obudowy oraz stworzyło wygodne przejście poprzez obudowę do ściany. Takie rozwiązanie umożliwia realizację transportu materiałów przez obudowę do ściany, a przede wszystkim poprawia bezpieczeństwo załogi ściany, nie zamykając drogi wycofania załogi w przypadkach zagrożeń. Zastosowanie tylnej, pełnej osłony odzawałowej z osłonami bocznymi o dużym skoku oraz pełnego tylnego łącznika lemniskatowego z podobnymi osłonami bocznymi w wystarczającym stopniu chroni rejon skrzyżowania od zawału w przypadku likwidacji chodnika wraz z postępem ściany oraz umożliwia zastosowanie obudowy w przypadku utrzymania chodnika po przejściu ściany.

Podstawowym członem układu kinematycznego zestawu zmechanizowanej obudowy KSK-18/37-Pz jest czteropodporowy moduł zewnętrzny, który składa się z następujących zespołów:

- spągnica zewnętrzna lewa i prawa,
- łączniki przednie,
- łącznik tylny kompletny,
- osłona odzawałowa kompletna,
- stropnica zasadnicza lewa i prawa,
- stojaki hydrauliczne,
- łącznik stropnic,
- stropnica wychylno-wysuwna lewa i prawa,
- stropnica przednia lewa i prawa,
- łącznik dolny,
- łącznik górny,
- siłowniki,
- łącznik podnoszenia spągnic.

Uzupełniającym członem zestawu obudowy jest trzypodporowy moduł środkowy, który składa się z niżej wymienionych zespołów:

- spągnica środkowa,
- stropnica środkowa,
- stropnica tylna,
- stojaki hydrauliczne,
- stropnica wychylna środkowa,
- siłownik stropnicy wychylnej środkowej.

Większość zespołów podstawowych zestawu obudowy zbudowana jest tradycyjnie w postaci skrzynkowej, spawanej. Poszczególne zespoły połączone są sworzniami. Cechą charakterystyczną obudowy jest łącznik pośredni pomiędzy stropnicami zasadniczymi i stropnicami wychylnymi. Łącznik umożliwia podniesienie lub opuszczenie ciągu stropnic wychylno-wysuwnych wraz ze stropnicami przednimi dla lepszego dopasowania do zmieniającego się profilu chodnika. Zastosowany układ kroczenia obudowy umożliwia korektę jej ustawienia w chodniku oraz skręcanie obudowy w chodnikach nie prostoliniowych.

2.4. Zasada pracy obudowy

Sterowanie zestawem odbywa się z pulpitu sterowniczego zlokalizowanego na zestawie skrajnym obudowy ścianowej, bądź na odpowiednio przygotowanym stanowisku rozdzielaczy pilotowych - usytuowanym w miejscu wskazanym przez uprawnioną do tego osobę dozoru ruchu danej kopalni.

Kolejność operacji w pełnym cyklu pracy zestawu podczas kroczenia i możliwość manewru zestawem na skrzyżowaniu, jest następująca:

I - zrabowanie ciągu stropnic modułu środkowego, aż do utraty kontaktu z łukami stropnicowymi obudowy chodnikowej,

II - włączenie kroczenia dolnego i górnego, powoduje (wypychanie) przesuwanie modułu środkowego i przekładkę napędu przenośnika ścianowego w przypadku, gdy napęd przenośnika ścianowego jest wyprowadzony do chodnika przyścianowego. Jeżeli napęd przenośnika ścianowego jest zlokalizowany w ścianie to zestaw kroczy samodzielnie zgodnie z kierunkiem postępu ściany po spągu chodnika,

III - korekta ustawienia modułu środkowego względem chodnika,

IV - rozpieranie modułu środkowego aż do uzyskania podporności wstępnej,

V - rabowanie ciągu stropnic modułu zewnętrznego,

VI - dostawianie modułu zewnętrznego z korygowaniem modułu zewnętrznego względem modułu środkowego,

VII - rozpieranie modułu zewnętrznego do chwili uzyskania podporności wstępnej.

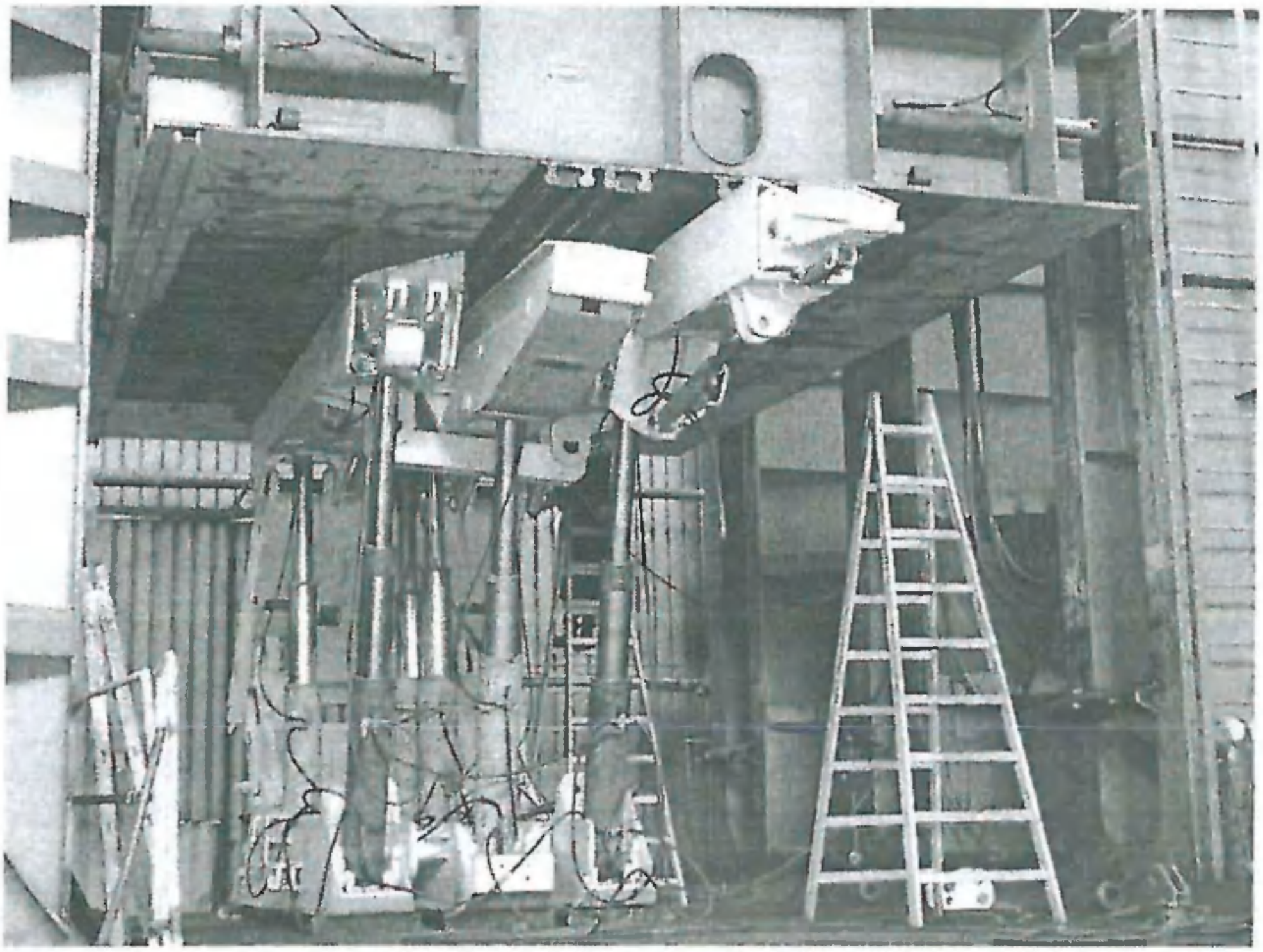
Do operacji uzupełniających funkcjonowanie zestawu na skrzyżowaniu należy sterowanie wybiórczo zespołami ciągów stropnicowych modułów, osłonami bocznymi osłony odzawałowej, osłonami bocznymi łącznika tylnego, zmianą położenia łącznika stropnic modułu zewnętrznego, zsuwaniem i rozsuwaniem zespołów stropnicy wychylno-wysuwnej, podnoszeniem lub opuszczaniem stropnic przednich.

Zasada kroczenia zestawem KSK-18/37-Pz, polega na przemiennym przestawianiu jednego modułu względem rozpartego modułu drugiego, przy pomocy układów kroczenia dolnego i górnego.

3. Badania stanowiskowe

Zmechanizowana obudowa skrzyżowania KSK-18/37-Pz została poddana badaniom funkcjonalności [2] oraz wytrzymałościowym badaniom stanowiskowym [3]. Celem badań było uzyskanie dopuszczenia do stosowania obudowy. Ze względu na łukowy kształt stropnic obudowy, stanowisko badawcze CMG KOMAG (rys. 3.1) należało dostosować do badań takiej obudowy. Zastosowano specjalne wkładki kształtowe umożliwiające rozparcie obudowy o strop stanowiska.

Na potrzeby badań stanowiskowych opracowano specjalny program badań zmechanizowanych obudów skrzyżowań.



Rys. 3.1. Obudowa skrzyżowania KSK-18/37-Pz na stanowisku badawczym CMG KOMAG
Fig. 3.1. KSK-18/37-Pz crossing support in the KOMAG Centre test rig

3.1. Program badań stanowiskowych

Formułując program badań dla zmechanizowanych obudów skrzyżowania ściana-chodnik przeanalizowano obowiązujące przepisy dotyczące badań stanowiskowych ścianowych obudów zmechanizowanych. Większość z wytycznych obowiązujących dla obudów ścianowych może być również zastosowana dla zmechanizowanych obudów skrzyżowań. Dotyczy to głównie zestawu wymaganych obliczeń statycznych, będących podstawą do określenia miejsc niebezpiecznych, obliczeń geometrycznych oraz badań funkcjonalności zestawu. Badania funkcjonalności powinny być wykonane jak dla zestawu obudowy ścianowej z wyłączeniem badania stateczności wzdłuż osi poprzecznej sekcji, gdyż obudowy skrzyżowania mają z reguły znaczną długość, uniemożliwiającą umieszczenie ich w poprzek stanowiska obrotowego.

Zakres wytrzymałościowych badań stanowiskowych powinien być również podobny jak dla obudów ścianowych. Ze względu na jednostkową produkcję większości obudów skrzyżowań, badaniom należy poddać wyłącznie jeden zestaw obudowy. Należy również ograniczyć wartości przeciążeń podczas badań statycznych do wartości max p/p_n 1,0 oraz wyeliminować badania zmęczeniowe. Wykonanie badań statycznych z przeciążeniem lub wykonanie badań zmęczeniowych, spowodowałoby konieczność budowy drugiego zestawu przeznaczonego do eksploatacji. Najczęściej dla jednej ściany wykonuje się tylko jedną obudowę skrzyżowania. Zniszczenie (przeciążenie) w procesie badań prototypu oznaczałoby zniszczenie 50% wykona-

nych zestawów. Wskaźnik taki ze względów ekonomicznych jest nie do przyjęcia. Dla obudów ścianowych przy ilości 100÷200 zestawów na ścianę, wskaźnik ten wynosi 0,5÷1%. Dodatkowo koszt jednego zestawu obudowy skrzyżowania jest znacznie wyższy niż obudowy ścianowej. W przypadku zgody producenta obudowy, można wykonać badania z większym współczynnikiem przeciążenia p/pn oraz badania zmęczeniowe.

Badaniom przeciążeniowym i zmęczeniowym należy poddać prototypowe elementy hydrauliki siłowej, sterowniczej i zabezpieczającej, przy założonym zmniejszeniu ilości elementów każdego typu do minimum 1 sztuki.

Badania wytrzymałości statycznej zestawu obudowy trójczłonowej można wykonywać niezależnie dla poszczególnych segmentów, niezwiązanych sztywnymi elementami konstrukcyjnymi. Badania należy wykonać dla wysokości zestawu, przy której występują ekstremalne obciążenia elementów nośnych. Sposoby podparć stropnic i spągnic powinny być ustalane dla konkretnej konstrukcji obudowy. Segmenty wąskie obudowy należy podpierać tylko symetrycznie, natomiast segmenty szerokie lub szeroko rozstawione segmenty wąskie, połączone sztywnym łącznikiem należy podpierać również asymetrycznie.

3.2. Przebieg badań i wyniki

Celem badań funkcjonalności [2] jest stwierdzenie, czy konstrukcja zmechanizowanej obudowy skrzyżowania spełnia wymagania obowiązujących przepisów i norm pod względem funkcjonalności i bezpieczeństwa pracy. Badaniom funkcjonalności poddano zestaw obudowy posadowiony na posadzce hali, połączony przewodami hydraulicznymi z agregatem zasilającym emulsją olejowo-wodną o ciśnieniu 25 MPa. Sterowanie ruchami roboczymi obudowy odbywało się z pulpitu sterowniczego ustawionego w bezpiecznej odległości od zestawu obudowy. Kompletny zestaw obudowy wykazał stateczność w czasie wykonywania czynności cyklu pracy w całym zakresie wysokości. Podczas rozsuwania i zsuwania obudowy w całym zakresie wysokości nie ujawniono kolizji pomiędzy zespołami. Ruch odbywał się płynnie, bez zahamowań. Kroczenie zestawu odbywało się płynnie bez kolizji i zahamowań. Próby kroczenia wykonano przy stopniowaniu wysokości obudowy co 300 mm. Próby wykazały poprawność realizacji funkcji kroczenia oraz pewność realizacji korekcji położenia bocznego. Przeprowadzone próby ruchowe wykazały prawidłową stateczność poprzeczną i wzdłużną całego zestawu oraz prawidłowe działanie wszystkich funkcji ruchowych elementów zestawu obudowy. W czasie montażu i demontażu zestawu obudowy KSK-18/37-Pz nie stwierdzono żadnych przeszkód i utrudnień. Badania przeprowadzono pod nadzorem przedstawiciela Zakładu Badań Atestacyjnych CMG KOMAG.

Stanowiskowe badania wytrzymałościowe [3] przeprowadzono w Akredytowanym Laboratorium Badań CMG KOMAG na stanowisku do badań funkcjonalności i kinematyki obudów zmechanizowanych. Badania przeprowadzono niezależnie dla obu modułów obudowy, zewnętrznego i środkowego. Moduł środkowy, ze względu na niewielką szerokość, podparty został wyłącznie symetrycznie, natomiast moduł zewnętrzny symetrycznie i asymetrycznie. W trakcie badań prowadzono rejestrację ciśnień w stojakach i siłownikach oraz wydłużeń względnych w 50 punktach pomiarowych ustalonych na podstawie doświadczeń i obliczeń. Badania przeprowadzono dla jednej wysokości zestawu obudowy 3,6 m i 13 sposobów podparcia. Wysokość zestawu obudowy do badań wybrano na podstawie obliczeń, jako najbardziej niekorzystny układ obciążenia obudowy. Obciążenie wywołano zasilając stojaki z multiplikatora ciśnienia do wartości odpowiadającym nastawom bloków zaworowych. Podczas badań wytrzymałości statycznej zestawu obudowy w punktach pomiarowych nie stwier-

dzono przekroczenia granicy plastyczności na rozciąganie stali 18G2A, z której zbudowana jest obudowa. W większości punktów pomiarowych rejestrowane wydłużenia odpowiadają naprężeniom w zakresie 0,2÷0,5 granicy plastyczności materiału. Tylko w kilku punktach pomiarowych uzyskano wydłużenia odpowiadające naprężeniom 0,5÷0,7 granicy plastyczności materiału. Stąd można wysunąć wniosek o wystarczającej wytrzymałości konstrukcji również przy przeciążeniach do 1,4. Po zakończeniu badań wytrzymałości statycznej dokonano oględzin zestawu i nie stwierdzono uszkodzeń konstrukcji badanych elementów.

Osobnym etapem badań były badania elementów hydrauliki podpornościowej. Zgodnie z obowiązującymi przepisami badaniom tym poddano stojaki hydrauliczne oraz siłowniki podpierające stropnice wychylne. Stojaki poddano również badaniom dynamicznym. Badania elementów hydrauliki podpornościowej przeprowadzono w laboratorium Głównego Instytutu Górnictwa z wynikiem pozytywnym.

3.3. Certyfikaty i dopuszczenia

Pozytywne wyniki przeprowadzonych badań funkcjonalności i wytrzymałości statycznej zestawu zmechanizowanej obudowy skrzyżowania KSK-18/37-Pz były podstawą uzyskania Certyfikatu nr 12/2002 uprawniającego do oznaczania wyrobu znakiem bezpieczeństwa B wydanego przez Zakład Badań Atestacyjnych CMG KOMAG [4] oraz dopuszczenia do stosowania obudowy w podziemnych zakładach górniczych ze znakiem dopuszczenia GM-326/02.

4. Doświadczenia ruchowe

W październiku 2002 roku zmechanizowana obudowa skrzyżowania KSK-18/37-Pz została zastosowana w chodniku odstawczym ściany 37 na poziomie 665 KWK „Wesoła". Lokalizacja została poprzedzona pozytywną opinią specjalistów Głównego Instytutu Górnictwa [5].

W trakcie montażu obudowy prowadzono nadzór stwierdzając zgodność montażu zarówno konstrukcji jak i hydrauliki sterowniczej z Dokumentacją Techniczno Ruchową. W trakcie nadzoru zauważono możliwości korzystniejszego usytuowania kilku uchwytów montażowych elementów podstawowych obudowy.

Po rozruchu ściany prowadzono obserwację pracy obudowy. W początkowym okresie ruchu ściany obudowa nie współpracowała z napędem przenośnika ścianowego ze względu na znaczne wypiętrzenie spągu przed ścianą, a tym samym ustawienie przenośnika i spągnic obudowy na różnych poziomach (różnica 0,4÷0,7 m). W tym okresie wystąpiły trudności w sterowaniu obudową wynikające ze znacznej wysokości napędu wysypowego przenośnika oraz zaciśnięty chodnik. Uszkodzeniu uległy siłowniki łączące stropnice modułów przyczyniając się do uszkodzeń stojaków modułu środkowego. Wysokie usytuowanie napędu przenośnika oraz jego wysokość również przyczyniły się do uszkodzeń stojaka przedniego modułu środkowego (kontakt mechaniczny). W wyniku pierwszych uszkodzeń elementów obudowy podjęto decyzję o konieczności spągowania chodnika przed napędem głównym przenośnika. Mimo uszkodzeń obudowa zapewniała poprawne zabezpieczenie skrzyżowania. W chwili obecnej (grudzień 2002) usuwane są uszkodzenia i trwa obserwacja obudowy.

Literatura

[1] Dokumentacja Techniczno Ruchowa zestawu obudowy skrzyżowania KSK-18/37-Pz - W37.005.3 DTR, wrzesień 2002 r.

[2] Raport nr 2/DB/2002 z badań funkcjonalności zestawu zmechanizowanej obudowy skrzyżowania KSK-18/37-Pz – CMG KOMAG, wrzesień 2002 r.

[3] Sprawozdanie nr 30/DLB-1/2002 z badań wytrzymałościowych konstrukcji zestawu obudowy skrzyżowania KSK-18/37-Pz – Akredytowane Laboratorium Badań CMG KOMAG, wrzesień 2002 r.

[4] Zapis Stosowania Procedury Oceny Badań dla zestawu obudowy skrzyżowania KSK-18/37-Pz – Zakład Badań Atestacyjnych CMG KOMAG, wrzesień 2002 r.

[5] Określenie możliwości stosowania obudowy KSK-18/37-Pz w chodniku przyścianowym ściany 37 w pokładzie 510 KWK „Wesoła" – Główny Instytut Górnictwa DSP/116/2002, wrzesień 2002 r.

[6] Kostyk T. 2000: Doświadczenia w stosowaniu zmechanizowanych obudów skrzyżowań ścian z chodnikami. Miesięcznik WUG nr 3, 23-28.

[7] Biliński A., Kostyk T. 1997: Obciążenie chodników eksploatacyjnych. Materiały konferencyjne Konferencji Naukowo Technicznej Nowoczesne rozwiązania skrzyżowań chodników eksploatacyjnych ze ścianami, 1-9.

[8] Kalukiewicz A., Szyguła M. 2001: Wpływ struktury zmechanizowanej obudowy skrzyżowania chodnika ze ścianą na jej własności ruchowe, I Międzynarodowa Konferencja Techniki Urabiania, Kraków-Krynica.

Powered roof support of the KSK-18/37-Pz type – state-of-the-art technology for the protection of the face-roadway crossing

Abstract

The powered roof support of the KSK-18/37-Pz type has been presented in the paper. A design of the support, the range of use as well as the technical-and-operational parameters have been given. Stand tests of the powered roof support and the results as well as the operational experience form the underground observations have been discussed.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Krzysztof Krauze

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.257-266

Jan ZYCH
Politechnika Śląska, Gliwice
jzych@rg4.gorn.polsl.gliwice.pl

Częstotliwość pomiarów a prędkość osiadania

Słowa kluczowe

ochrona powierzchni-szkody górnicze-prędkość osiadania-pomiary

Streszczenie

Wzrost postępu frontu eksploatacyjnego ma wpływ na dynamikę ujawniania się wpływów na powierzchni i na szkody górnicze. Jednym z mierników dynamiki eksploatacji jest prędkość osiadania punktów na powierzchni.

Na kształt krzywych prędkości osiadania ma wpływ częstotliwość wykonywanych pomiarów i dlatego pomiary powinny być odpowiednio zaprojektowane.

W artykule zostanie przeprowadzona analiza w jaki sposób częstotliwość pomiarów wpływa na wielkość i rozkład prędkości osiadania.

1. Wstęp

Rozwój technologii i techniki eksploatacji doprowadził do znacznego wzrostu postępu frontu eksploatacyjnego, co ma niewątpliwy wpływ na dynamikę ujawniania się wpływów na powierzchni i na szkody górnicze.

Jak postęp frontu wpływa na dynamikę eksploatacji możemy to stwierdzić na podstawie pomiarów geodezyjnych, które w związku z tym wykonywane są coraz częściej, a ostatnio nawet co jeden dzień.

Większość pomiarów wykonywana jest jednak z różną, przeważnie zmienną częstotliwością, stąd pomiary takie trudno jest wykorzystać w celach badawczych, a wyniki pomiarów stwarzają wrażenie, że zjawisko np.: prędkość osiadania ma przebieg niezwykle nieregularny i nieadekwatny do dotychczasowych poglądów.

Weryfikację teorii z wynikami pomiarów można przeprowadzić jeżeli teoria wykazuje dużą dokładność to znaczy, że krzywe teoretyczne oraz krzywe uzyskane z pomiarów mają bardzo zbliżony przebieg na całym swym przebiegu.

Nie zawsze jednak pomiary prowadzone są w sposób optymalny i nie zawsze z tą myślą, by jak najlepiej opisać przebieg zjawiska. Tak jest zwłaszcza w przypadku, gdy zjawisko nie jest jeszcze dokładnie rozeznane.

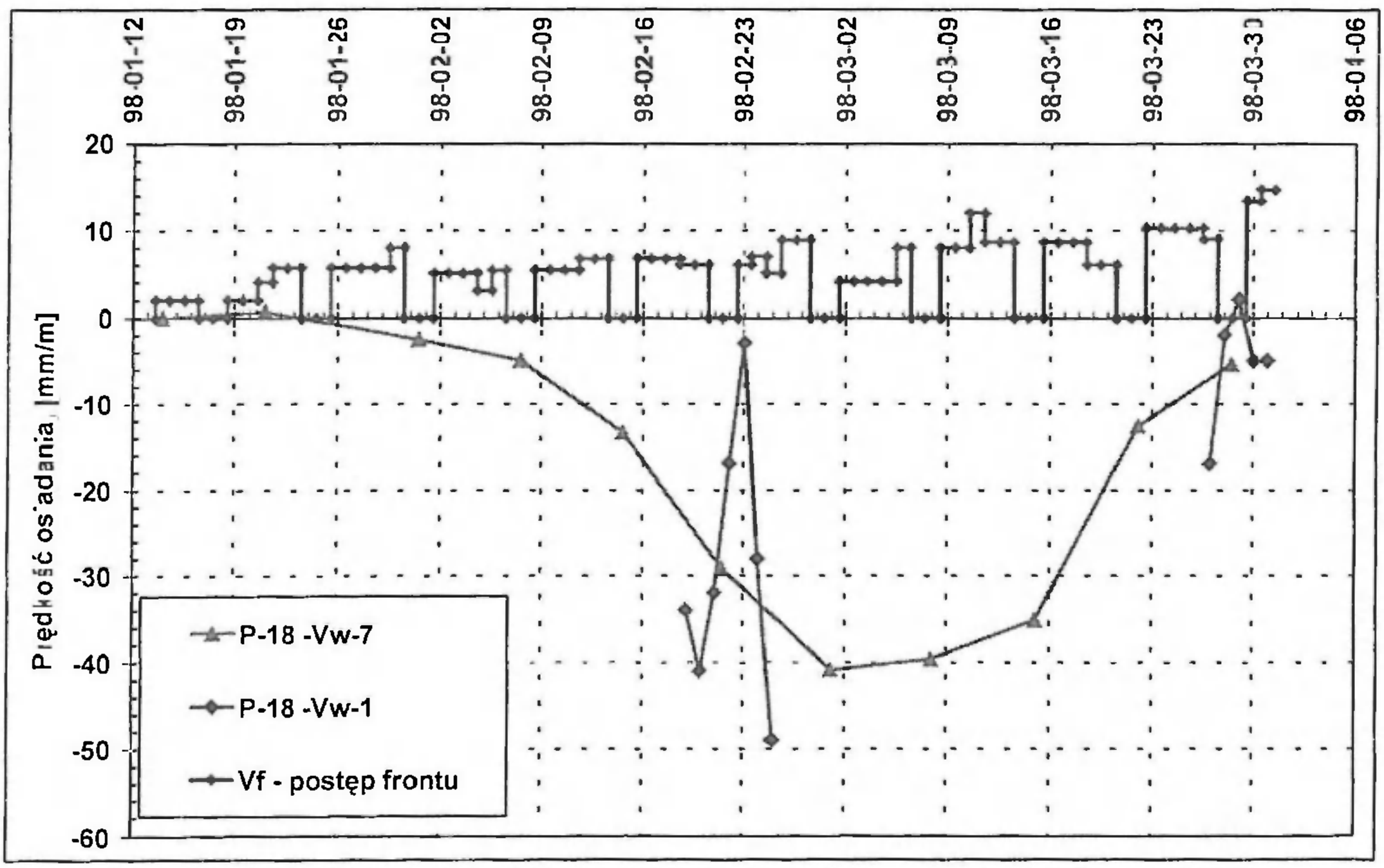
Mając jednak wstępne rozeznanie przebiegu zjawiska możemy tak zaprojektować pomiary, aby można było przebieg tego zjawiska jak najdokładniej opisać.

2. Prędkość osiadania

Jak wynika z badań własnych [Zych 2001, 2002,] z punktu widzenia ochrony obiektów, istotne znaczenie ma dynamika ujawniania się wpływów eksploatacji górniczej na powierzchni. Takim wymiernym miernikiem tej dynamiki, który najłatwiej można otrzymać na podstawie pomiarów geodezyjnych, jest prędkość osiadania.

Z pomiarów wynika, że inny jest kształt krzywych prędkości osiadania obliczonej z pomiarów wykonywanych codziennie, a inny w dłuższych okresach czasu. Nie znaczy to, że częstotliwość wykonywanych pomiarów ma wpływ na prędkość osiadania, bo przebieg prędkości osiadania jest jeden, tylko my przez pomiary nie dostosowane do przebiegu zjawiska obserwujemy ją w sposób niedoskonały.

Na rysunku 2.1 przedstawiono przebiegi prędkości osiadania obliczone z pomiarów osiadania wykonywanych średnio co tydzień – P-18-Vw-7 oraz codziennie – P-18-Vw-1 w dwóch tygodniowych okresach. Na rysunku tym przedstawiono także postęp frontu z przerwami w sobotę i niedzielę



Rys. 2.1. Prędkość osiadania punktu obliczona z pomiarów wykonywanych średnio co tydzień oraz codziennie w dwóch tygodniowych okresach
Fig. 2.1. The subsidence rate of change for observation station calculated for surveys carried out every week and every day for weekly periods

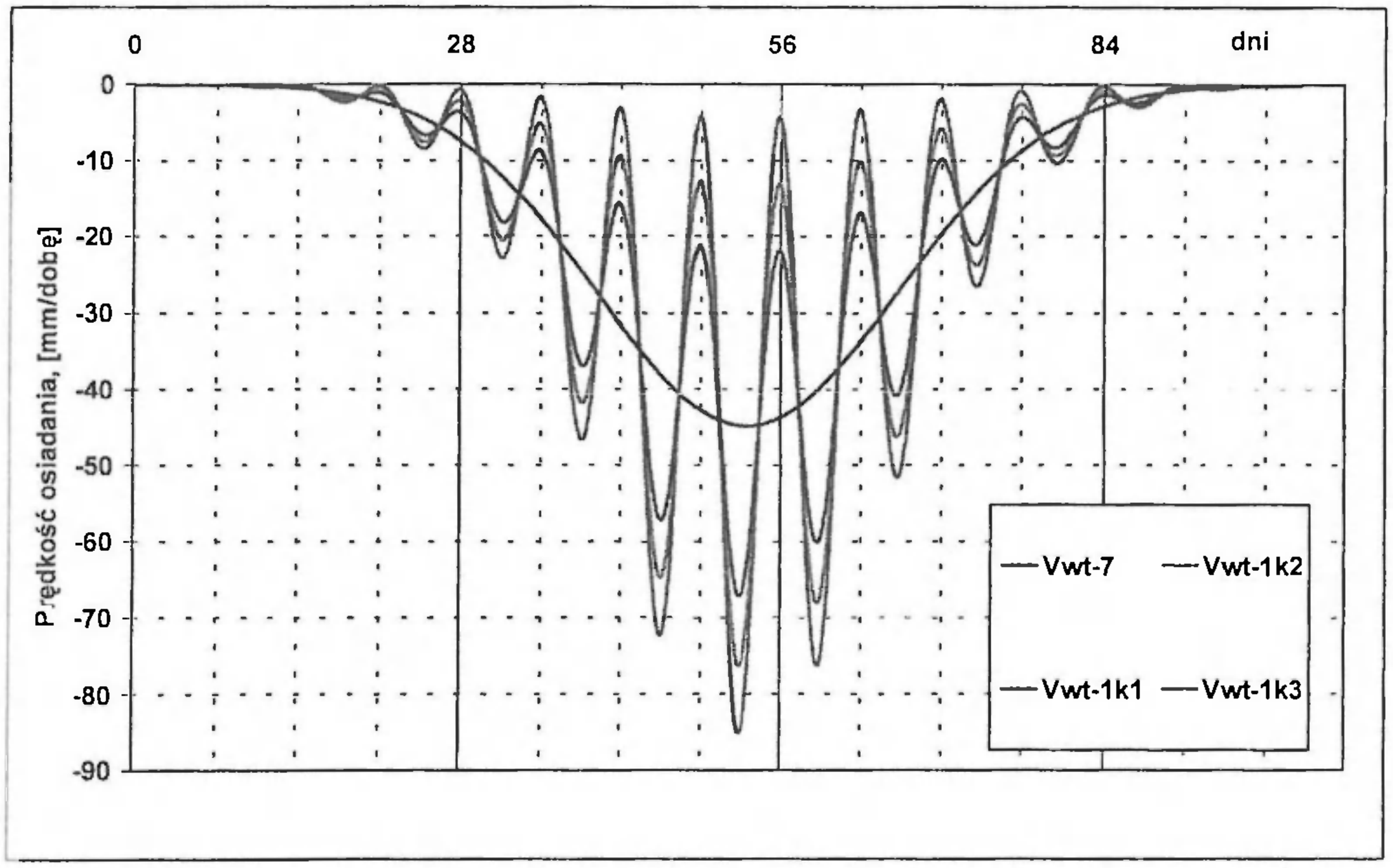
Z pomiarów osiadań wykonywanych codziennie przy dużym postępie frontu z postojami frontu w soboty i niedziele wynika, że funkcję prędkości osiadania punktów w okresach jednodniowych można opisać za pomocą funkcji F(t, ...) określonej wzorem (2.1)

$$F(t, ...) = f(t, ...)[1+k \cdot g(t, ...)] \qquad (2.1)$$

gdzie

f(t, ..) – funkcja prędkości osiadania dla okresów tygodniowych,
g(t, ..) – funkcja okresowa,
k – współczynnik zależny od postojów frontu.

Teoretyczne wykresy funkcji prędkości osiadania według wzoru (2.1) dla różnych wartości współczynnika k przedstawiono na rys. 2.2.

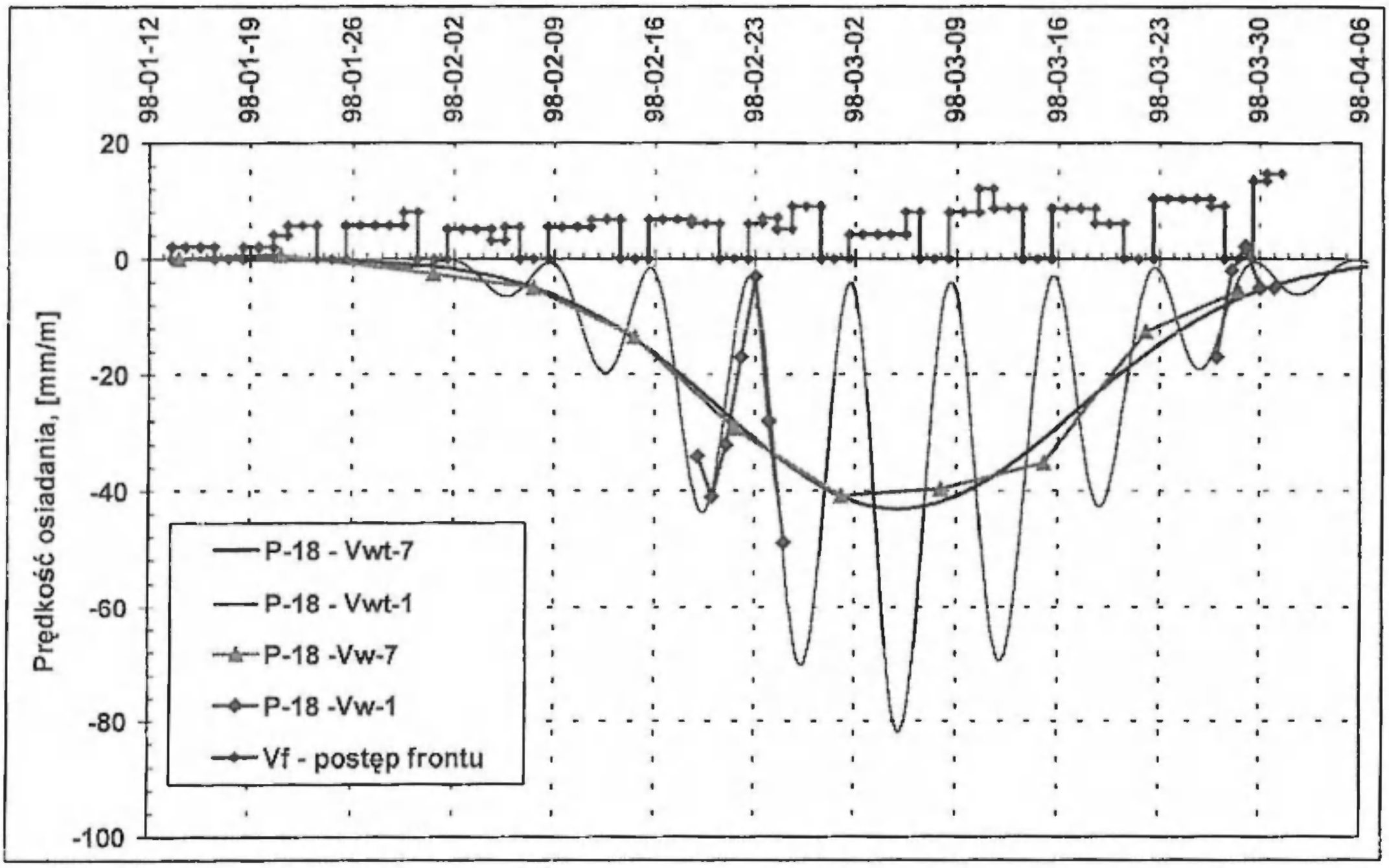


Rys. 2.2. Teoretyczne wykresy prędkości osiadania przy dużych postępach frontu eksploatacyjnego z przerwami w sobotę i niedzielę.
Fig. 2.2. Theoretical subsidence rate of change under influence of large exploitation rate with weekend stoppage

Na rysunku 2.2 krzywa Vwt-7 oznacza średnią prędkość osiadania w czasie obliczoną dla okresów siedmiodniowych. Pozostałe krzywe Vwt-1k oznaczają prędkość osiadania w czasie dla okresów jednodniowych przy różnych wartościach współczynnika k zależnego od długości postoju frontu.

Jak udowodniono to w pracach [Zych 2001, 2002] krzywe te dobrze opisują prędkości osiadania w czasie otrzymane z pomiarów wykonywanych średnio co tydzień oraz codziennie. Potwierdzeniem tego niech będą wykresy przedstawione na rys. 2.3, dla jednego z punktów linii z kopalni „Jankowice". Na rysunku tym krzywa P-18-Vw-7 oznacza prędkość osiadania obliczoną z pomiarów wykonywanych średnio co tydzień. Krzywa P-18-Vwt-7 oznacza prędkość osiadania obliczoną teoretycznie dla okresów tygodniowych. Krzywa P-18-Vw-1 oznacza prędkość osiadania obliczoną z pomiarów wykonywanych co jeden dzień. Krzywa P-18-Vwt-1 oznacza prędkość osiadania obliczoną teoretycznie dla okresów jednodniowych.

Jeżeli obliczymy całkę z prędkości osiadania dla okresów jednodniowych to otrzymamy osiadanie punktu w czasie. Osiadanie punktu w czasie przy dużym postępie frontu z przerwami otrzymane z pomiarów oraz obliczone teoretycznie dla jednego punktu linii przedstawiono na rys. 2.4. Na rysunku tym krzywa P-18-wp oznacza osiadania otrzymane z pomiarów. Krzywa P-18-wt oznacza osiadania punktu w czasie obliczone teoretycznie dla okresów jednodniowych. Krzywa P-18-wt-7 oznacza średnie osiadanie w czasie obliczone teoretycznie dla okresów siedmiodniowych. Występuje tutaj duża zgodność pomiędzy krzywymi obliczonymi teoretycznie a wynikami pomiarów.



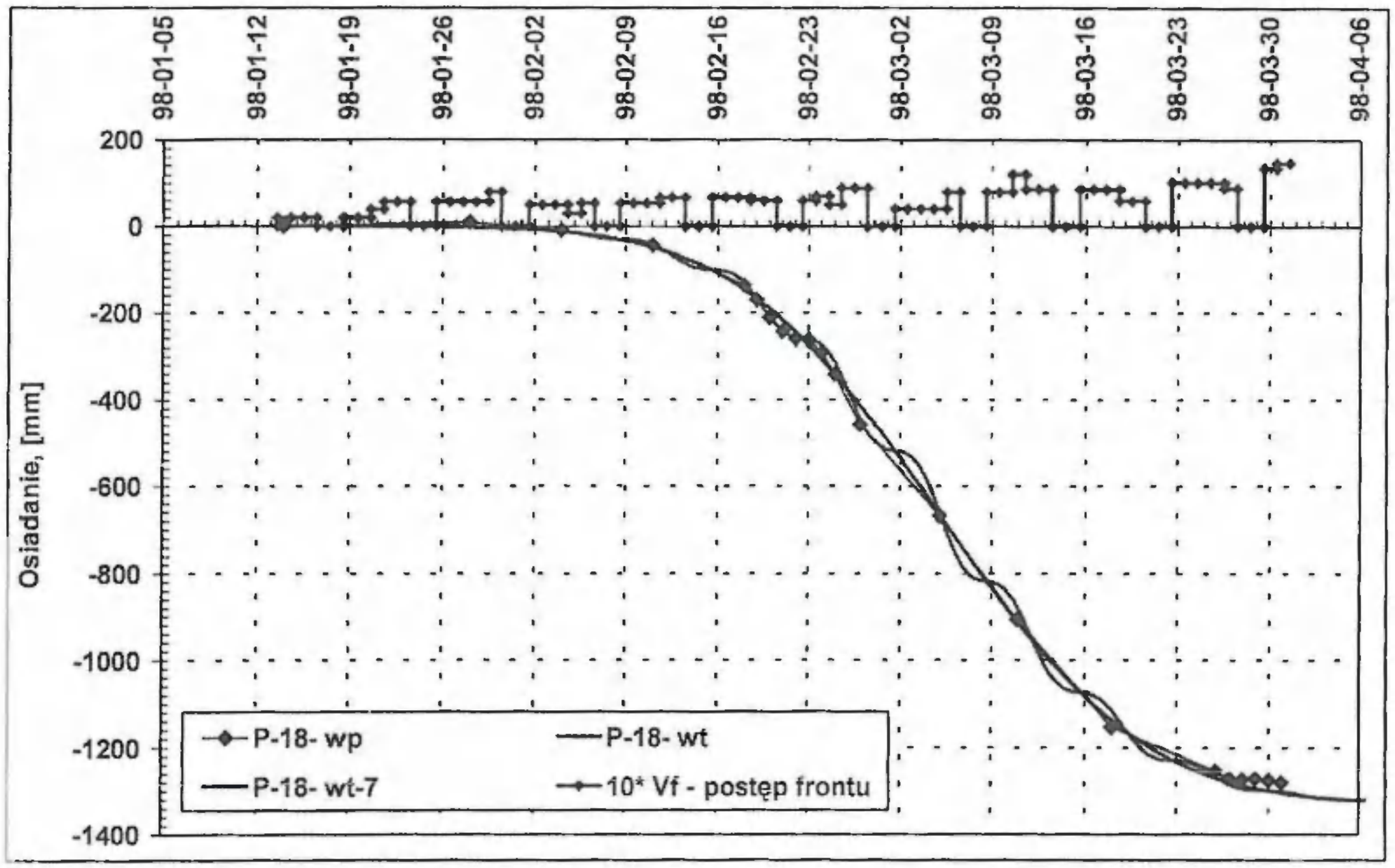
Rys. 2.3. Krzywe prędkości osiadania obliczone teoretycznie oraz otrzymane z pomiarów wykonywanych średnio co tydzień oraz codziennie.

Fig. 2.3. The theoretical curves of subsidence rate of change and calculated for surveys carried out average every week and every day

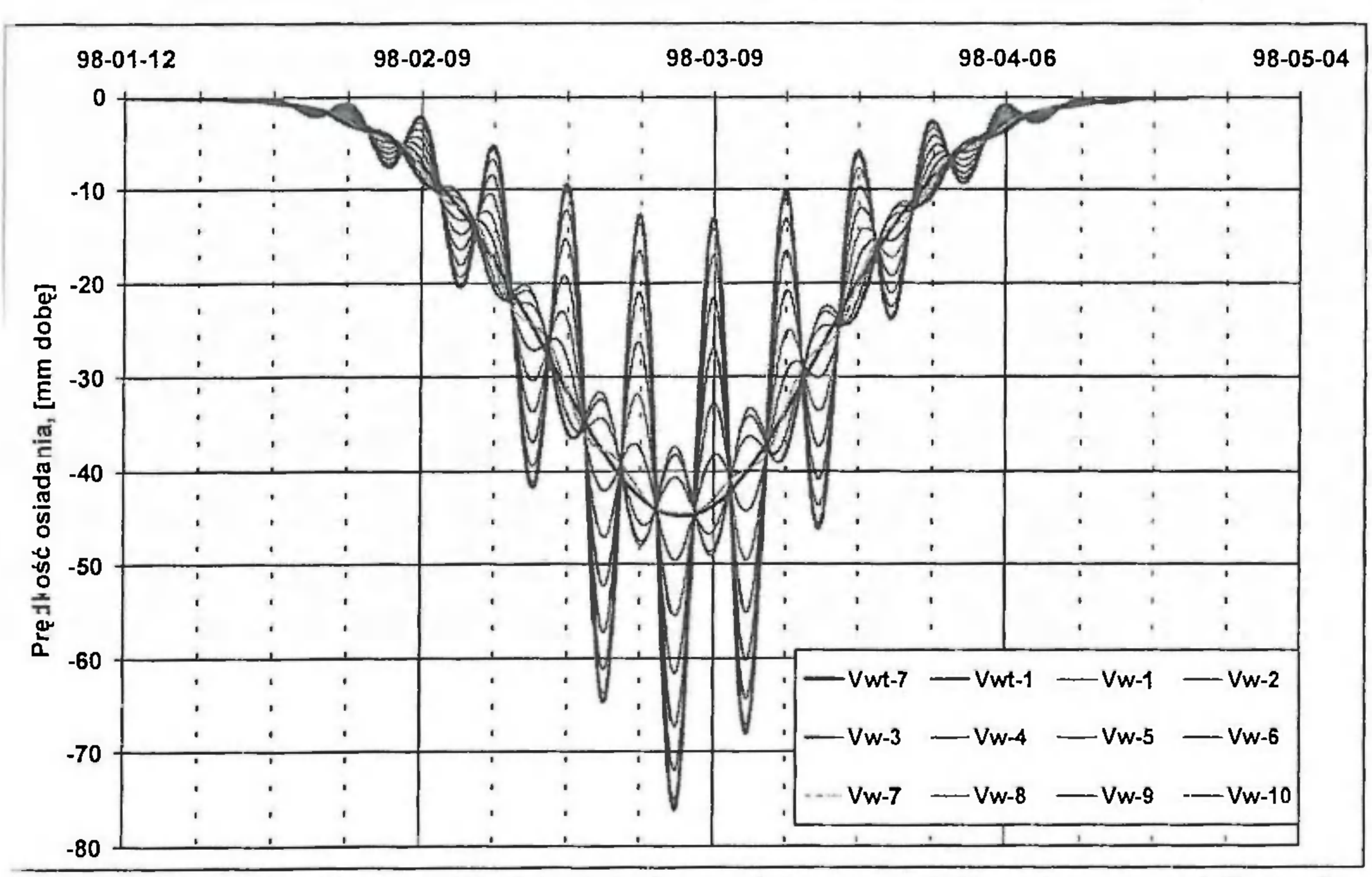
Mając przebieg osiadania punktu w czasie obliczony teoretycznie przy dużym postępie frontu z przerwami dla okresów jednodniowych obliczono teoretyczne krzywe prędkości osiadania dla okresów 2-u, 3-y, 4-ro, ... i 10-cio dniowych, które przedstawiono na rys. 2.5. Z obliczeń tych wynika, że w miarę wzrostu długości okresu maleje maksymalna prędkość osiadania.

Z kolei przyjmując osiadanie punktu w czasie obliczone teoretycznie dla okresów jednodniowych, przy dużym postępie frontu z przerwami jako wynik pomiarów, nie obarczony żadnym błędem ani też rozrzutem statystycznym zjawiska, obliczono średnie prędkości osiadania dla stałych i różnych okresów pomiędzy pomiarami. Obliczenia wykonano dla okresów co 2, 3, ... i 10 dni.

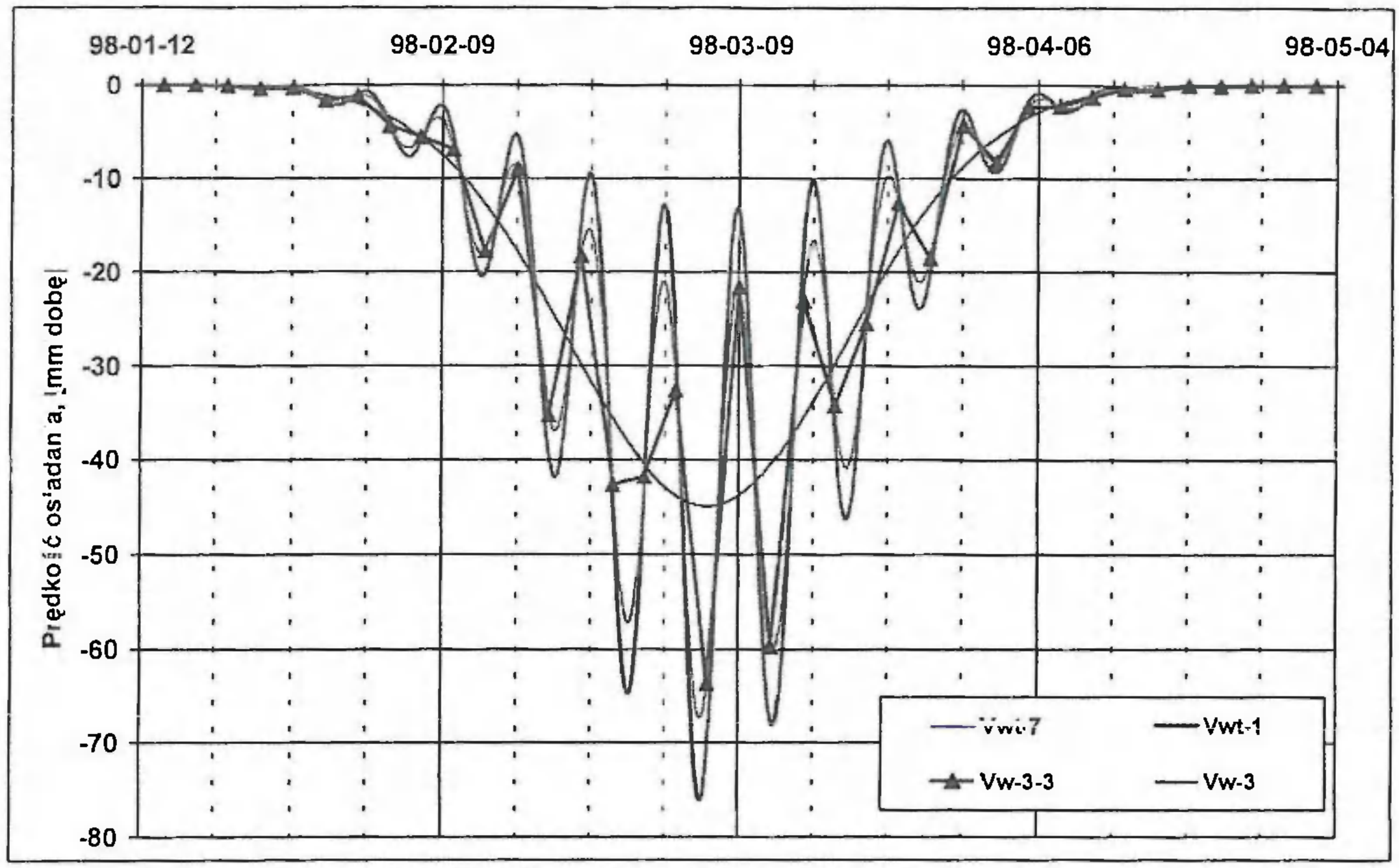
Na rys. 2.6 przedstawiono przykładowy wykres prędkości osiadania tak jakby pomiary wykonane były co 3 dni.



Rys. 2.4. Osiadanie punktu w czasie otrzymane z pomiarów oraz obliczone teoretycznie
Fig. 2.4. The subsidence curve calculated for surveys and calculated theoretically



Rys. 2.5. Wykresy teoretyczne prędkości osiadania przy dużym postępie frontu z przerwami dla pomiarów wykonywanych co 1, 2, 3, ... do 10 dni.
Fig. 2.5. The theoretical curves of subsidence rate of change as effect large exploitation rate with stoppage for surveys carried out ever day, two days, three days ... to ten days.



Rys. 2.6. Przykład krzywej prędkości osiadania obliczonej z pomiarów wykonywanych co trzy dni.
Fig. 2.6. The example of curve of subsidence rate of change calculated for surveys carried out every three days.

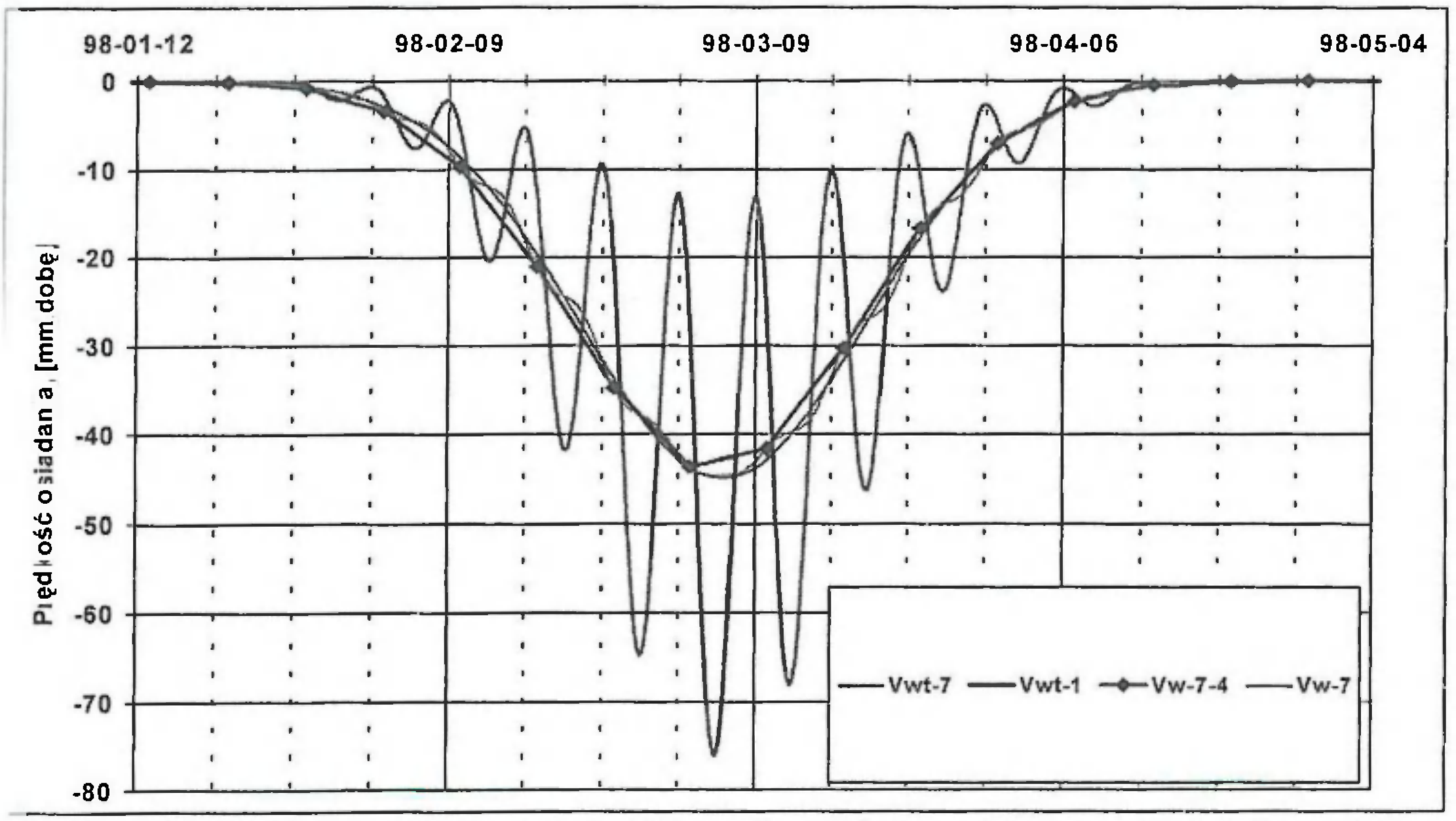
Rys. 2.7. Przykład krzywej prędkości osiadania obliczonej z pomiarów wykonywanych co pięć dni
Fig. 2.7. The example of curve of subsidence rate of change calculated for surveys carried out every five days

Na rys. 2.6 krzywa Vwt-7 oznacza średnią teoretyczną prędkość osiadania dla okresów siedmiodniowych. Krzywa Vwt-1 oznacza prędkość osiadania dla okresów jednodniowych. Krzywa Vw-3 oznacza teoretyczną prędkość osiadania dla okresów trzydniowych. Krzywa Vw-3-3 oznacza jeden z możliwych wariantów średniej prędkości osiadania dla pomiarów wykonywanych co trzy dni. Wszystkie punkty krzywej Vw-3-3 leżą na krzywej Vw-3. Przebieg krzywej Vw-3-3 znacznie różni się od przebiegu krzywej Vwt-1.

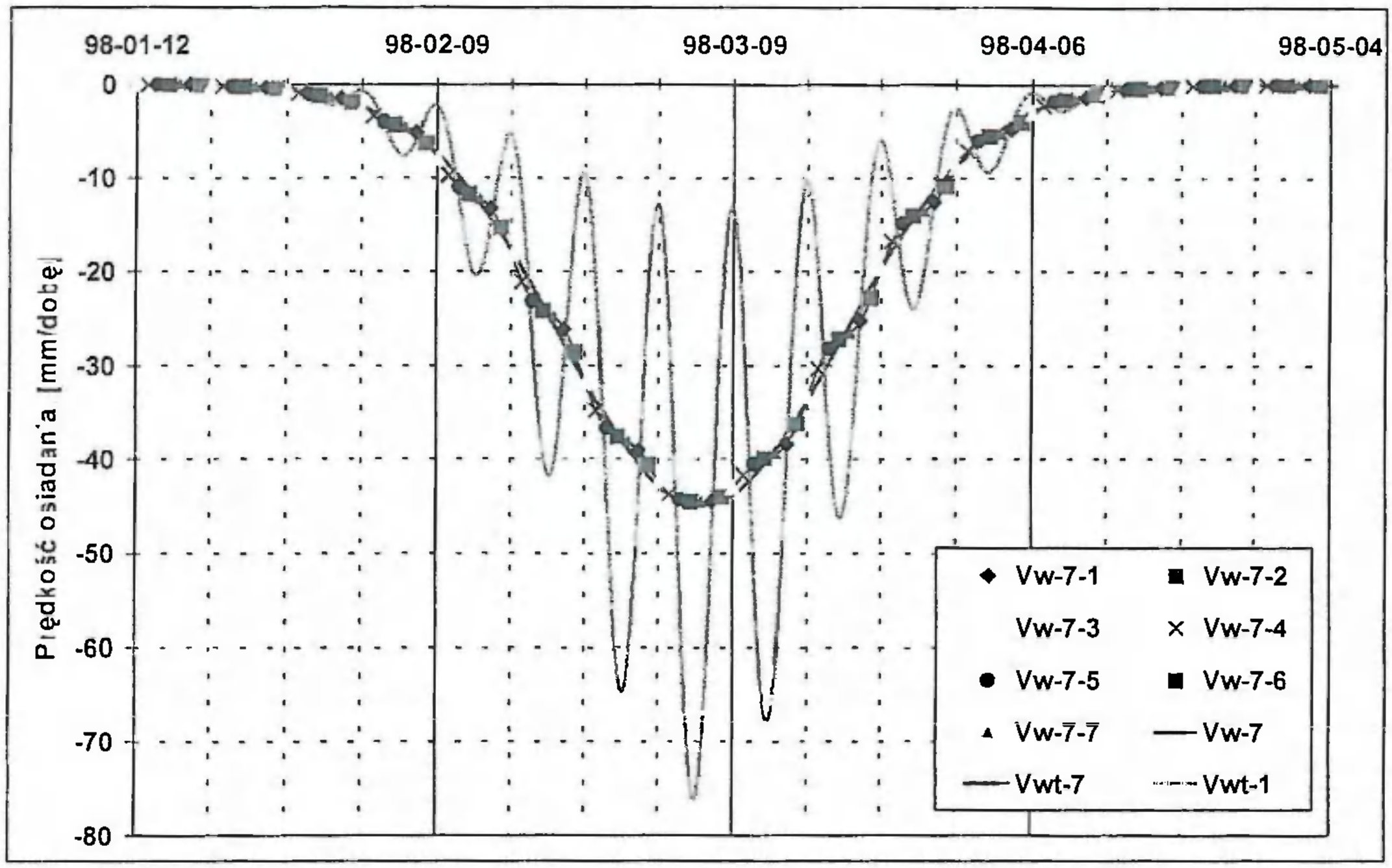
Na rys. 2.7 przedstawiono przykładowy wykres prędkości osiadania tak jakby pomiary wykonane były co 5 dni. Na rys. 2.7 krzywa Vwt-7 oznacza średnią teoretyczną prędkość osiadania dla okresów siedmiodniowych. Krzywa Vwt-1 oznacza prędkość osiadania dla okresów jednodniowych. Krzywa Vw-5 oznacza teoretyczną prędkość osiadania dla okresów pięciodniowych. Krzywa Vw-5-3 oznacza jeden z możliwych wariantów średniej prędkości osiadania dla pomiarów wykonywanych co pięć dni. Wszystkie punkty krzywej Vw-5-3 leżą na krzywej Vw-5. Przebieg krzywej Vw-5-3 znacznie różni się od przebiegu krzywej Vwt-1.

Na rys. 2.8 przedstawiono przykładowy wykres prędkości osiadania tak jakby pomiary wykonane były co 7 dni. Na rys. 2.8 krzywa Vwt-7 oznacza średnią teoretyczną prędkość osiadania dla okresów siedmiodniowych. Krzywa Vwt-1 oznacza prędkość osiadania dla okresów jednodniowych. Krzywa Vw-7 oznacza teoretyczną prędkość osiadania dla okresów siedmiodniowych. Krzywa Vw-7-4 oznacza jeden z możliwych wariantów średniej prędkości osiadania dla pomiarów wykonywanych co siedem dni. Wszystkie punkty krzywej Vw-7-4 leżą na krzywej Vw-7. Przebieg krzywej Vw-7-4 znacznie różni się od przebiegu krzywej Vwt-1 ale jest bardzo zbliżony do krzywej Vwt-7.

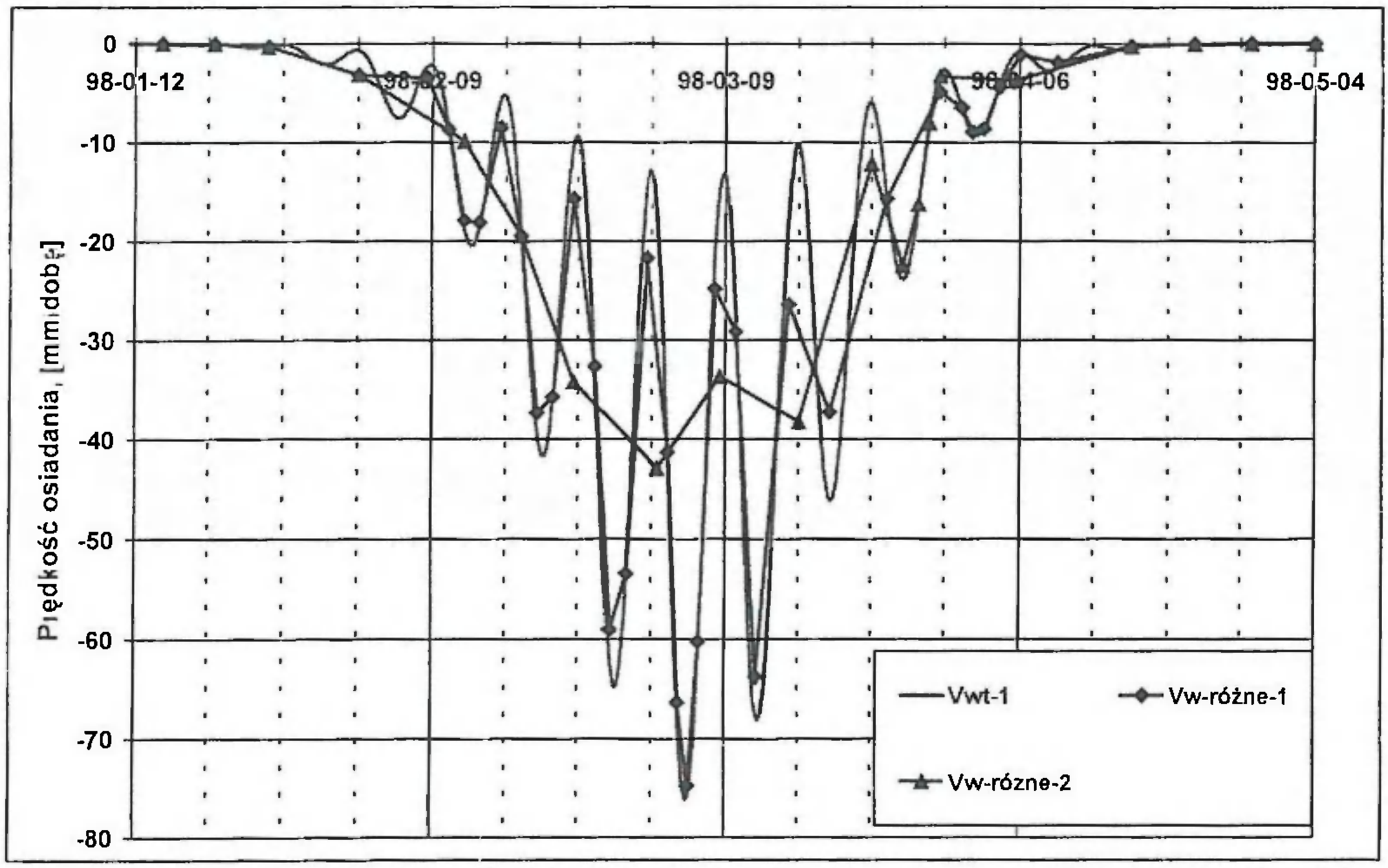
Na rys. 2.9 przedstawiono siedem możliwych wariantów prędkości osiadania dla pomiarów wykonywanych co 7 dni. Wszystkie te pomiary leżą na krzywej teoretycznej Vw-7 i charakteryzują się bardzo małą amplitudą względem krzywej Vwt-7 oraz diametralnie innym przebiegiem niż krzywa Vwt-1.



Rys. 2.8. Przykład prędkości osiadania obliczonej z pomiarów wykonywanych co siedem dni.
Fig. 2.8. The example of curve of subsidence rate of change calculated for surveys carried out every seven days.



Rys. 2.9. Prędkość osiadania obliczona dla różnych wariantów dla pomiarów wykonywanych co 7 dni
Fig. 2.9. The curve of subsidence rate of change calculated for different variants of surveys carried out every seven days.



Rys. 2.10. Przykład przebiegu prędkości osiadania dla pomiarów wykonanych z różną częstotliwością.
Fig. 2.10. The example of curve of subsidence rate of change calculated for surveys carried out with different frequency.

Na rys. 2.10 przedstawiono wykresy prędkości osiadania dla pomiarów wykonywanych w różnych okresach czasu. Z wykresów tych wynika jak różne można otrzymać wykresy prędkości osiadania w zależności od częstotliwości pomiarów.

3. Wnioski

Na podstawie przeprowadzonej analizy wyników pomiarów geodezyjnych oraz rozważań teoretycznych można sformułować następujące wnioski:

1. Duży postęp frontu z przerwami w soboty i niedziele ma wpływ na przebieg prędkości osiadania powierzchni terenu. Im większy jest postęp frontu tym większy wpływ na przebieg prędkości osiadania mają przerwy w jego postępie.
2. Przerwy w postępie frontu w soboty i niedziele powodują, że prędkość osiadania zmienia się cyklicznie osiągając w środku tygodnia największe wartości a w poniedziałek najmniejsze.
3. Krzywe średniej prędkości osiadania obliczone dla okresów pomiarowych co 2, 3, ..., 10 dni różnią się znacznie między sobą zarówno co przebiegu jak i wartości maksymalnej. Im dłuższy jest okres pomiędzy pomiarami, tym mniejsza jest maksymalna średnia prędkość osiadania.
4. Krzywe prędkości osiadania dla danego okresu różnią się między sobą w zależności od dnia rozpoczęcia pomiarów. Na przykład przy pomiarze wykonywanym co 5 dni mamy pięć różnych rozkładów krzywych prędkości osiadania jeśli przyjmiemy, że pomiary będą rozpoczynane z przesunięciem o 1 dzień.
5. Faktyczny przebieg prędkości osiadania przy dużym postępie frontu z przerwami można uzyskać wykonując pomiary osiadania codziennie. Krzywa prędkości osiadania z pomiarów wykonywanych codziennie jest krzywą cykliczną opisaną na krzywej średniej prędkości osiadania z pomiarów wykonywanych co siedem dni.
6. Pomiary prowadzone z różnym odstępem czasowym można wykorzystać, ale tylko w przypadku gdy dysponujemy dobrym opisem teoretycznym prędkości osiadania.

Literatura

[1] Zych J. 2001a: Kształtowanie się osiadania w czasie pod wpływem dużego postępu frontu eksploatacyjnego. VI Konferencja Naukowo-Techniczna: Profilaktyka oraz usuwanie ujemnych wpływów Eksploatacji górniczej na środowisko w Rybnickim Okręgu Przemysłowym. NOT SITG Oddział Rybnik. Rybnik – październik 2001, 43-54.

[2] Zych J. 2001b: Wpływ postępu frontu eksploatacyjnego na przebieg osiadań w czasie. Międzynarodowa Konferencja: V Szkoła Geomechaniki. Katedra Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Ochrony Powierzchni Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej. Ustroń – 16-19 październik 2001, 561-578.

[3] Zych J. 2001c: Wpływ postępu frontu eksploatacyjnego na przebieg prędkości osiadania w czasie. Sbornik přednášek 8. Důlne měřicke konference: Aktuálni problémy důlniho měrictvi a geologie. Vysoká škola baňska – Technicka univerzita Ostrava. Hornicko-geologická fakulta. Institut geodezie a důlniho meřictvi. 27-29 listopadu 2001. Destne v Orlickych horach, 285-297.

[4] Zych J. 2001d: Wpływ postępu frontu eksploatacyjnego na przebieg prędkości osiadania w czasie. Konferencja Naukowo-Techniczna: Przemysł Wydobywczy 2001. Wydział Górniczy AGH. SITG Koło Zakładowe AGH. Kraków grudzień 2001, 367-379.

[5] Zych J. 2002a: Wpływ dużego postępu frontu i przerw w eksploatacji na osiadania powierzchni. Sympozja i konferencje nr 54. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2002. Polska Akademia Nauk. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią. Kraków 2002, 735-748.
[6] Zych J.2002b: Wpływ dużego postępu frontu i przerw w eksploatacji na prędkość i przyśpieszenie osiadania powierzchni terenu. XXV Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu. Geotechnika i Budownictwo Specjalne 2002. Katedra Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki AGH. Zakopane 2002, 789-802.
[7] Zych J. 2002c: Wpływ dużego postępu frontu i przerw w eksploatacji na przemieszczenia i odkształcenia poziome na powierzchni. Prace Głównego Instytutu Górnictwa. Konferencje nr 41. Problemy Ochrony Terenów Górniczych. Katowice 2002, 429-447.
[8] Zych J. 2002d: Wpływ dużego postępu frontu na rozkład deformacji na powierzchni. Międzynarodowa Konferencja. Geotechnika-Geotechnics 2002. Strbske Pleso 2002. Slovak Republic. 175-178.

The survey frequency and the subsidence rate of change

Abstract

The increase of exploitation rate has an influence on deformation appearance dynamics on ground surface and mining damage. One of exploitation dynamics factors is subsidence rate of change on ground surface.
Frequency of carrying out surveys has an influence on shape of subsidence rate of change curve. Surveys have been designed specially for that reason.
Analysis of carrying out surveys frequency influence on subsidence rate of change magnitude and shape has been presented in the paper.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Tadeusz Majcherczyk

Sekcja
Zarządzanie bezpieczeństwem pracy w kopalniach

Section
Safety management in mines

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 269-274

Piotr CHMIEL, Jan KUTKOWSKI, Mieczysław LUBRYKA
KWK „Jas-Mos", Jastrzębie

System Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy w KWK „Jas-Mos"

Słowa kluczowe

System Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy - Raport Bezpieczeństwa - sprawdzanie systemu

Streszczenie

30 października 2000 roku KWK „Jas-Mos" przyznano certyfikat Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy w zakresie stopnia podstawowego jako dowód uznania za pracę na rzecz poprawienia bezpieczeństwa. Piętnaście miesięcy po otrzymaniu certyfikatu w kopalni nastąpił wybuch pyłu węglowego. Autorzy referatu chcą przedstawić stan Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy przed katastrofą oraz działania jakie podjęto dla eliminacji zagrożeń występujących w KWK „Jas-Mos" [2].

1. Stan Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy (S.Z.B.P.) przed katastrofą

Za stan sytemu zarządzania odpowiadał dwuosobowy zespół pracowników. Zadaniem zespołu było monitorowanie Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy oraz jego modyfikacja. Powołany Pełnomocnik ds. Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy odpowiadał za informowanie pracowników o celach S.Z.B.P.

Podstawowymi elementami S.Z.B.P. w kopalni były Księga Zarządzania, Raport Bezpieczeństwa oraz system elektronicznego raportowania objazdów dozoru wyższego „Raport".

1.1. Księga Zarządzania

Podstawowym dokumentem Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy była Księga Zarządzania, która była jednocześnie przewodnikiem po S.Z.B.P. W Księdze Zarządzania określono procedury dotyczące funkcjonowania kopalni pod względem bezpieczeństwa. Księga Zarządzania przekazywana została za podpisem do kierowników działów. Kierownicy działów zobowiązani zostali do przestrzegania procedur w niej zawartych oraz przestrzegania zakresów odpowiedzialności oraz swoich kompetencji. We wnioskach pokontrolnych stwierdzono brak jakiejkolwiek kontroli przestrzegania procedur zawartych w Księdze Zarządzania.

2.2. Raport Bezpieczeństwa

Raport Bezpieczeństwa dostarczany Dyrektorowi kopalni zawierał określenia czy stwierdzono wypadek oraz czy stwierdzono zatrzymanie urządzeń. Czasami raport wyglądał następująco: Wypadku nie stwierdzono, zatrzymań nie zanotowano – podpis Pełnomocnika.

2.3. Informatyczny system objazdów „Raport"

System informatyczny raport wprowadzony został do sytemu informatycznego kopalni celem monitorowania zagrożeń czyli zbierania informacji o stwierdzonych usterkach lub nieprawidłowościach, usuwaniu tych zagrożeń oraz ustalaniu osób odpowiedzialnych za usunięcie zagrożenia.
Raport z objazdu składał się:
- nazwiska osoby kontrolującej,
- nr raportu,
- daty kontroli,
- trasy objazdu,
- nazwy oddziału kontrolowanego, nazwy wyrobiska, stwierdzeń i poleceń, terminu wykonania, osób odpowiedzialnych stwierdzeń wykonania,
- uwagi.

Raport pozwalał na pisanie tego co chciał zauważyć kontrolujący natomiast niewygodne usterki nawet bardzo groźne mógł pominąć.

Komisja powołana przez Prezesa WUG do stwierdzenia przyczyn i okoliczności katastrofy w pierwszym punkcie stwierdziła brak działania wdrożonego Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy w KWK „Jas-Mos".

2. Modyfikacja Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy po katastrofie w KWK „Jas-Mos"

Po opublikowaniu komunikatu komisji dla zbadania przyczyn i okoliczności katastrofy w KWK „ Jas-Mos", w którym w pierwszym punkcie zakwestionowano sposób Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy. Kierownictwo kopalni zmieniło politykę bezpieczeństwa powołując nowego Pełnomocnika Dyrektora ds. Z.B.P., którego zadaniem było ponowne utworzenie nowego działu z jasno określonymi celami w dziedzinie efektywnego zarządzania bezpieczeństwem pracy, szybkie przeszkolenie pracowników w dziedzinie oceny ryzyka, auditów wewnętrznych i dokumentu bezpieczeństwa.

2.1. Dokument Bezpieczeństwa i Ochrony Zdrowia Pracowników [1]

Od czerwca 2002 r. było wiadomo, że jest przygotowywane Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych dotyczące sporządzenia Dokumentu Bezpieczeństwa. Wyznaczony trzyosobowy zespół pracowników przygotowywał się do opracowania dokumentu uczestnicząc w kursach organizowanych przez Ministerstwo Gospodarki oraz opracowując wspólnie z GIG strategię oraz harmonogram prac związanych z opracowaniem Dokumentu Bezpieczeństwa. Powołano zespół ds. opracowania Dokumentu Bezpieczeństwa składający się ze specjalistów wyznaczonych przez kierowników działów kopalni, którzy są członkami grupy sterującej

S.Z.B.P. Zasady opracowania Dokumentu Bezpieczeństwa polegały na identyfikacji i opisie zagrożeń występujących w kopalni oraz opracowaniu procedur systemowych, wykorzystując istniejącą Księgę Zarządzania, Plan Ruchu oraz wiedzę i doświadczenie pracowników zespołu.

Dział Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy jako pierwszy w JSW S.A. opracował i zatwierdził Dokument Bezpieczeństwa i Ochrony Zdrowia Pracowników.

2.2. Raport Bezpieczeństwa (raport o stanie bezpieczeństwa w kopalni).

Pracownicy działu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy, uznali że dotychczasowy „Raport Bezpieczeństwa" nie odpowiadał wymogom raportu. Dane które były przekazywane Dyrektor otrzymywał od dyspozytora przy raportach zmianowych. Raport należało gruntownie zmodernizować tzn. Raport Bezpieczeństwa musiał udzielać kompleksową odpowiedź na wszystkie czynniki wpływające na stan bezpieczeństwa.

Raport Bezpieczeństwa (Raport o stanie bezpieczeństwa w kopalni) obecnie przedstawia tabelarycznie Dyrektorowi kopalni wszystkie liczbowe dane dotyczące monitorowanych zagrożeń, oraz czynników wpływających na stan zagrożenia. Przedstawione dane pozwalają Dyrektorowi podejmować odpowiednie działania strategiczne, których celem jest utrzymywanie monitorowanych zagrożeń na poziomie **akceptowalnym** lub aby zagrożenia pozostawały pod kontrolą. Raport Bezpieczeństwa podaje bieżące informacje dotyczące liczby wypadków uwzględniającej wypadki w pracy oraz w drodze i z pracy, liczbę zgłoszony chorób zawodowych i liczbę zgłoszeń w punkcie opatrunkowym. Raport Bezpieczeństwa uwzględnia podstawowe czynniki wpływające na poziom bezpieczeństwa w kopalni, a mianowicie liczbę inspekcji oraz objazdów kierownictwa i dozoru wyższego, które wpływają na utrzymywanie zagrożeń pod kontrolą.

Do raportu dołączany jest opis, który szczegółowo wyjaśnia przyczyny wypadków, wyniki inspekcji i objazdów kierownictwa, przyczyny zatrzymań robót lub ruchu urządzeń oraz dokładny opis stwierdzonych istotnych czynników wpływających na monitorowanie zagrożeń.

Odpowiednie działania Dyrektora w wielu przypadkach pozwoliły uniknąć zwiększenia ryzyka wystąpienia zagrożeń, również w firmach obcych wykonujących prace na rzecz kopalni Dyrektor otrzymuje ***Raport Bezpieczeństwa*** w każdy poniedziałek oraz na koniec miesiąca jego posumowanie. Raporty są przekazywane do sekretariatu i znajdują się w teczce zatytułowanej ***Raport Bezpieczeństwa***. Wgląd do Raportu Bezpieczeństwa pozwoli ocenić Dyrektorowi skuteczność i efektywność podejmowanych decyzji.

2.3. Informatyczny system raportowania „Raport"

Informatyczny system raportowania „ Raport" został przebudowany od podstaw. Dział Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy uznał, że dotychczasowy system nie spełniał oczekiwań, należało tak zmodyfikować system informatyczny, aby pozwalał monitorować wszystkie zagrożenia oraz pracę osób odpowiedzialnych.

Przed napisaniem właściwego raportu z objazdu należy określić podstawowe zagrożenia w inspekcjonowanym rejonie:

- zabezpieczenia przeciwwybuchowe p-poż. w kontrolowanym rejonie:
  - rurociąg p-poż.,
  - sprzęt gaśniczy,
- zabezpieczenia przeciwwybuchowe pyłu węglowego w kontrolowanym rejonie:

- strefy opylania,
- stan zapór pyłowych,
- stan urządzeń wentylacyjnych,
- zapas pyłu kamiennego w oddziałowym i rejonowym składzie,

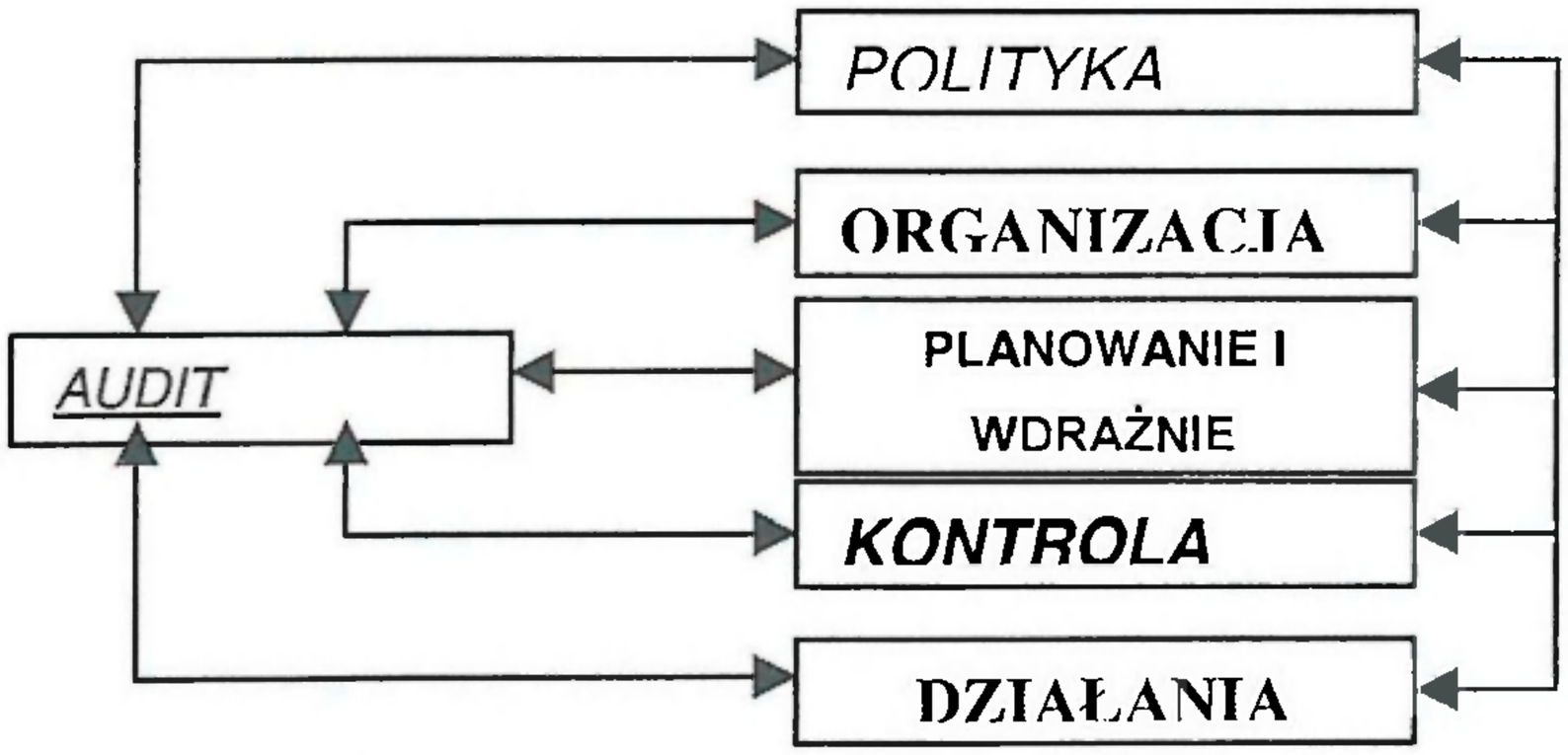
– zagrożenia energomaszynowe i inne w kontrolowanym rejonie:
- stan maszyn i urządzeń,
- stan zabezpieczeń energo-maszynowych,

– inne zagrożenia:
- stosowane ochrony osobiste przez pracowników i znajomość pouczeń,
- kontrola znajomości przez pracowników: wybranej,
- instrukcji z rejonu,
- zabezpieczenia przeciwwybuchowe pyłu węglowego w kontrolowanym rejonie,
- odpowiedzialni za usunięcie stwierdzonych powyżej usterek.

Po wypełnieniu powyższych rubryk osoba kontrolująca może przystąpić do stwierdzeń z objazdu. Określenie podstawowych zagrożeń umożliwia natychmiastową reakcję na stwierdzone nieprawidłowości i rozliczenie osób odpowiedzialnych.

2.4. Audit wewnętrzny.

Audit jest to systematyczne i niezależne badanie mające określić czy działania dotyczące bezpieczeństwa oraz ich wyniki odpowiadają zaplanowanym ustaleniom i czy te ustalenia są skutecznie realizowane i pozawalają na osiągnięcie założonych celów.



Rys. 2.1. Schemat przeglądu systemu zarządzania bezpieczeństwem
Fig. 2.1. Review diagram of management safety system

Uznając zatem, że audit najszerszą i najbardziej wnikliwą formą kontroli wykorzystującą między innymi informacje pochodzące z systemów monitoringu i badań okresowych.

Pracownicy ZBP uznali aby sprawdzić stan wdrożenia SZBP oraz zgodność zapisów Księgi Zarządzania ze stanem faktycznym, należy przeszkolić auditorów wewnętrznych dla przeprowadzenia auditu wewnętrznego. Z pracownikami Głównego Instytutu Górnictwa przeprowadzono audit wewnętrzny, który pozwolił na:

– określenie, czy system odpowiada wymogom Polskiej Normy,
– poszukiwanie błędów w systemie,

- poszukiwanie niezgodności zapisów, które pozwoliły na określenie słabych i mocnych obszarów działania,
- wskazanie celów strategicznych w systemie.

2.5. Ocena ryzyka zawodowego [3]

W KWK „ Jas-Mos" wyznaczono i przeszkolono z każdego działu kopalni pracowników do oceny ryzyka zawodowego. Utworzone komisje złożone z przedstawicieli pracowników, społecznych inspektorów pracy, dozoru średniego i wyższego, wyznaczyły stanowiska pracy podlegające ocenie ryzyka zawodowego, zidentyfikowały i oceniły występujące zagrożenia na wyszczególnionych stanowiskach pracy.

Celem oceny ryzyka zawodowego jest zapoznanie pracowników z poziomem zidentyfikowanych i ocenionych zagrożeń oraz profilaktyką stosowaną dla utrzymania zagrożeń pod kontrolą. Zapoznanie pracowników z oceną ryzyka zawodowego pozwala uświadomić pracownikom na jakie zagrożenia życia i zdrowia są narażeni, jeżeli nie będą stosować środków prewencyjnych.

2.6. Działania podwyższające poziom świadomości pracowników na rzecz bezpieczeństwa

2.6.1. Konkursy

Z inicjatywy pracowników Działu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy Dyrektor kopalni ogłosił dwa konkursy:

1. I Konkurs wiedzy z zakresu zasad i przepisów bhp oraz Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy – przeznaczony dla pracowników kopalni.
2. Konkurs na „ Najbezpieczniej pracujący oddział".

Pierwszy konkurs dotyczył wiedzy posiadanej przez pracowników oraz stosowania posiadanej wiedzy w praktyce. Atrakcyjne nagrody pozwalały na zwiększone zainteresowanie konkursem, co jednocześnie przekłada się na przyswajanie wiedzy przez pracowników z Prawa Górniczo-Geologicznego, Kodeksu Pracy oraz Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy.

Drugi konkurs to współzawodnictwo oddziałów kopalni w zakresie stosowania przepisów bhp, znajomości pouczeń tygodniowych oraz liczby wypadków.

2.6.2. Szkolenia

Z inicjatywy DZB (Dział Zarządzania Bezpieczeństwem) wprowadzono szkolenia dotyczące podniesienia wiedzy pracowników o Systemie Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy. Wychodząc z założenia, że związki zawodowe dbałość o bezpieczeństwo mają zapisane w swoich statutach, zarządy związków zainteresowano wdrażanym Systemem Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy uczestnicząc w organizowanych przez nich spotkaniach. W radiowęźle kopalnianym cyklicznie podawane są audycje na temat S.Z.B.P. oraz stanu bezpieczeństwa w kopalni.

2.6.3. Pokazy multimedialne

Kopalnia zakupiła sprzęt multimedialny dla celów propagowania zachowań bezpiecznych wśród pracowników kopalni. W wyznaczonym miejscu wyświetlane są pokazy multimedialne,

których zadaniem jest informowanie pracowników o istniejących zagrożeniach oraz stosowanej profilaktyce. W dalszej kolejności planowane są pokazy dotyczące miesięcznych kosztów oddziałowych oraz o finansowym stanie kopalni.

3. Podsumowanie

Powołanie nowych pracowników oraz praktycznie nowego Działu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy i wyposażenie działu w potrzebny sprzęt, pozwoliło na zwiększenie oddziaływania na pracowników w dziedzinie bezpieczeństwa oraz rozszerzanie działalności propagandowej. Ścisła współpraca z Zakładem Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy Głównego Instytutu Górnictwa, pozwoliła na gruntowne przebudowanie systemu raportowania i organizowania szkoleń oraz przeprowadzenia pierwszego auditu wewnętrznego.

Nowatorskie podejście do bezpieczeństwa nowych pracowników działu pozwala na poznawanie systemu bezpieczeństwa oraz propagowanie zachowań bezpiecznych wśród załogi. Informowanie pracowników kopalni o zagrożeniach występujących w kopalni, o stosowanej profilaktyce, o skutkach aktywizacji zagrożenia oraz o kosztach pozwala na większe zainteresowanie wśród załogi problemami kopalni.

KWK „Jas-Mos" zamierza wystąpić w roku 2003 o recertyfikację Systemu Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy.

Literatura

[1] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dn. 28.06.02 w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenie ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.

[2] Sprawozdanie Komisji powołanej przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego zarządzeniem Nr 12 z dn. 06.02.2002 dla zbadania przyczyn i okoliczności wypadku zbiorowego zaistniałego w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. Kopalni Węgla Kamiennego „Jas-Mos" w Jastrzębiu Zdroju w dn. 6.02.2002 r.

[3] Ustawa – z dn. 27 lipca 2001. Prawo geologiczne i górnicze. Art.73, Art.78. Dz. U. Nr.110 z dnia 5 października 2001 r.

System of Management Safety of Work in KWK „Jas-Mos"

Abstract

30 October of 2000 year KWK „Jas-Mos" certificate of System of Management was admitted Safety of Work in range of basic degree as proof of acknowledgement for work onto thing of improvement of safety. Fifteen followed months after receipt of certificate in mine explosion of coal dust, authors of report want to introduce state of System of Management Safety of Work in front of catastrophe as well as working which was cut for elimination of threats in KWK „Jas-Mos" [2].

Recenzent: dr inz. Andrzej Hebda

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.275-286

Stanisław Gajos, Eugeniusz Małobęcki, Piotr Rams
Katowicki Holding Węglowy S.A., Katowice

Szacowanie ryzyka zawodowego w systemie wspomagania zarządzania bezpieczeństwem pracy w kopalniach Katowickiego Holdingu Węglowego S.A.

Słowa kluczowe

ocena ryzyka - działania profilaktyczne - ryzyko akceptowalne

Streszczenie

W referacie zawarto informacje, które w systemie wspomagania bezpieczeństwem pracy są ważne dla oceny ryzyka na stanowiskach pracy. Szczególną uwagę zwrócono na potrzebę uzyskiwania zwrotnej informacji o skuteczności podjętych działań naprawczych. Spodziewać się można, że wykorzystanie prezentowanego modułu MRIP do oceny ryzyka będzie pomocne pracodawcy przy podejmowaniu efektywnych działań profilaktycznych. W dłuższym okresie czasu umożliwi zapobieganie zagrożeniom zanim wystąpią ich negatywne następstwa, co w konsekwencji da wymierne korzyści ekonomiczne.

1. Wstęp

Ostatnie lata charakteryzuje duże tempo zmian, które są konsekwencją rozwoju technicznego i szerokich zastosowań nowoczesnej techniki komputerowej, nie tylko w procesach wytwarzania, ale przede wszystkim w zarządzaniu. Technika komputerowa umożliwia nie tylko lepsze dostosowanie się do wymagań obowiązującego prawa w Polsce i Unii Europejskiej, lecz również pozwala na szybkie reagowanie i dostosowanie do nowych wyzwań [11, 10, 4]. Zmiany te w organizacji pracy narzucają konieczność nowych metod pracy i nadzoru. W obszarze bezpieczeństwa pracy ukierunkowane są one na obniżenie kosztów pracy, poprzez zmniejszanie strat generowanych przez wypadki, zdarzenia potencjalnie wypadkowe i złożone warunki pracy, w których bezpośrednio uczestniczy człowiek [9]. Większość niebezpiecznych wydarzeń jest inicjowana przez ludzi, w formie popełnianych błędów i utraty kontroli nad zagrożeniem lub nad własnym zachowaniem. Wydarzenia te mają bezpośredni wpływ na poziom bezpieczeństwa pracy. Oznacza to, że do najważniejszych zadań w zarządzaniu bezpieczeństwem pracy należy ograniczanie błędów w organizowaniu i wykonywaniu pracy.

W zadaniach tych ocena ryzyka zawodowego stanowi ważne ogniwo. Służy do poznania faktycznego stanu zagrożeń związanych z wykonywaną pracą na stanowisku i ma na celu skierowanie działań na systematyczne ograniczanie błędów, na usuwanie stwierdzonych usterek i nieprawidłowości, powstających w procesie pracy. Powszechnie. tematyka oceny ryzyka zawodowego jest ukierunkowana na opisanie i przedstawienie metodyki jej wykonania, w mniej-

szym stopniu - na jej najważniejszą funkcję, jaką jest jej rola w procesie ciągłej poprawy stanu bezpieczeństwa i higieny pracy.

Proces poprawy stanu bezpieczeństwa pracy jest procesem ciągłym wymagającym doskonalenia i dlatego potrzebna jest analiza i ocena ryzyka metodą, która byłaby najprostsza do zrealizowania, ale równocześnie ukierunkowana na systematyczną poprawę warunków pracy [4, 5, 7, 8, 10]. Analiza ryzyka rozumiana jako obiektywny proces, w wyniku którego uzyskujemy informację o ryzyku i jego skutkach oraz ocena ryzyka jako proces i kryteria w celu sprawdzenia, czy aktualnie stosowane środki są odpowiednie, powinny dostarczyć odpowiedzi na pytania co może się wydarzyć, jak poważne może być to zdarzenie, jakie jest prawdopodobieństwo zaistnienia, co należy zrobić w tej sytuacji?

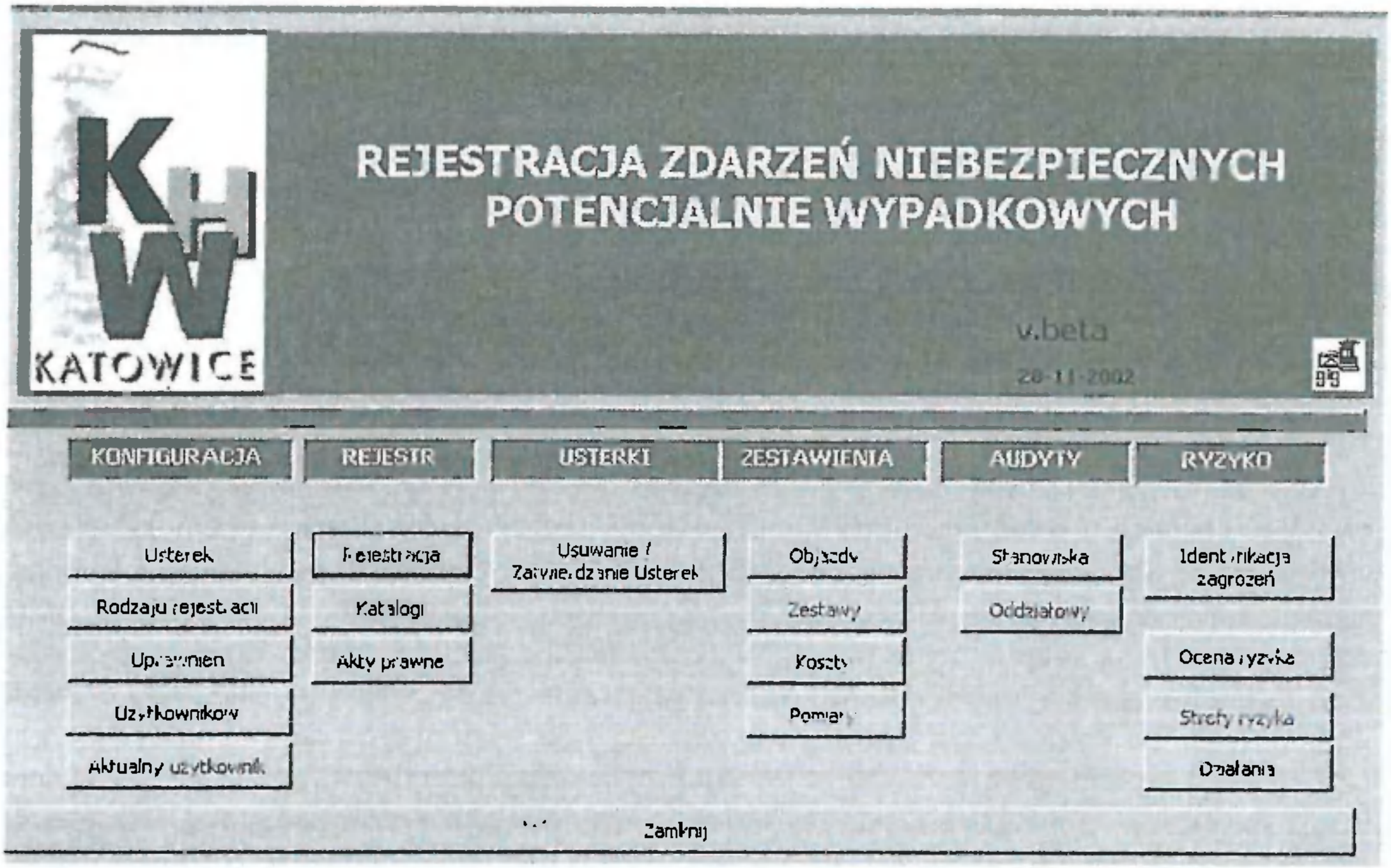
Chodzi o to, aby cel osiągnąć możliwie prostymi i skutecznymi środkami, wykorzystując wszystkie posiadane przez zakład informacje pozyskiwane z oceny działań korygujących i zapobiegawczych, stałych przeglądów stanowisk pracy, audytów, objazdów czy inspekcji. Systematyka i właściwe planowanie działań może zapewnić zarówno unikanie strat, jak i uzyskanie najwłaściwszego sposobu ochrony pracownika przed zagrożeniami wynikającymi ze środowiska pracy. Działania te są pewnym wysiłkiem, ale tylko stałe ich wykonywanie, czyli wpisanie ich na trwałe w działania organizacyjne wyrobią dobry nawyk u pracowników i podniosą poziom bezpieczeństwa pracy. Stwierdzone nieprawidłowości lub usterki na bieżąco usuwane, ograniczą ryzyko wypadków, a tym samym zmniejszą straty finansowe ponoszone przez pracodawcę[1, 6, 9, 12].

2. Informacja o module MRIP

Dla realizacji w/w celów w Głównym Instytucie Górnictwa w Katowicach opracowano z udziałem pracowników KHW S.A. nowy moduł systemu informatycznego pt.: *„Rejestracja zdarzeń niebezpiecznych, potencjalnie wypadkowych"* zwany dalej ***MRIP*** (rys. 2.1), który jest elementem opracowanego i wdrażanego we wszystkich kopalniach KHW S.A. ***„Systemu wspomagania zarządzania bezpieczeństwem pracy (SWZBP)"*** [12]. Jego istotą jest objęcie ewidencją zauważonych, niekorzystnych zjawisk (stanów awaryjnych) występujących w procesie pracy w kopalni lub zakładzie oraz wprowadzenie jednolitego sposobu identyfikacji zagrożeń dla analizy i oceny ryzyka zawodowego w kopalniach KHW S.A.

Moduł **MRIP** umożliwia dokonanie oceny ryzyka zawodowego zgodne z ogólnymi wytycznymi zawartymi w normie PN-N 18002 w skali 3 i 5-o stopniowej oraz dla zapewnienia większej „obiektywność" dokonywanych ocen i możliwości precyzyjniejszej oceny poziomu ryzyka - metodą Risc Score. Ponadto zastosowanie modułu MRIP systematyzuje podstawowe etapy oceny ryzyka zawodowego, porządkuje nazewnictwo i terminologię.

Rysunek 2.1 przedstawia planszę tytułową modułu MRIP, który po identyfikacji użytkownika i jego uprawnień zezwala na dostęp do poszczególnych funkcji modułu. Możliwa jest rejestracja informacji z audytów, objazdów czy inspekcji o stanach awaryjnych, zdarzeniach potencjalnie wypadkowych, możliwa jest również rejestracja kosztów ich usuwania. Możliwość dostępu informacji z baz danych systemu, w tym o wypadkach i zdarzeniach potencjalnie wypadkowych ma skutkować podjęciem efektywniejszych działań profilaktycznych, ukierunkowanych na minimalizację strat z tytułu występowania niepożądanych zdarzeń, związanych z wykonywaną pracą.



Rys. 2.1. Widok planszy tytułowej modułu MRIP przedstawiającej dostępne funkcje
Fig. 2.1. The view of title chart MRIP module presenting available functions

2.1. Ocena ryzyka

Ocena ryzyka zawodowego wykonana przy wsparciu modułu ***MRIP*** jest zgodna z wymogami przepisów prawa [2, 3], a w szczególności z zapisami normy PN-N 18002 i można ją przeprowadzić w dowolnym zakładzie pracy [6, 11]. Zgromadzone i udostępnione przez ***MRIP*** informacje mają ułatwić identyfikowanie prac i obszarów działań związanych z zagrożeniami, a poprzez ocenę ryzyka, umożliwić pracodawcy ustalenie priorytetowych działań i podjęcie decyzji, które ryzyka mogą być tolerowane, a które należy kontrolować, bądź zlikwidować.

Do wykonania oceny wymagane jest ustalenie niebezpiecznych zdarzeń, jakie mogą powstać w związku ze zidentyfikowanymi zagrożeniami oraz określenie kategorii ryzyka, czyli wielkości niepożądanych skutków, jakie te zagrożenia mogą spowodować.

Oszacowanie ryzyka zawodowego można przeprowadzić w różny sposób, w zależności od potrzeb organizacji. Zaleca się jednak preferowanie takich metod szacowania ryzyka zawodowego, których stosowanie nie wymaga wiedzy specjalistycznej i które mogą być w prosty sposób wykorzystane przez osoby przeprowadzające ocenę.

Złożoność procesu produkcyjnego węgla kamiennego oraz ilość zagrożeń naturalnych, technicznych i pozostałych z nim związanych, czyni proces oceny ryzyka trudnym, wymagającym dostępu do dużej ilości informacji z różnych obszarów. Proponujemy zatem wykorzystanie modułu do zebrania znacznej części niezbędnych informacji do oceny ryzyka w zakresie :

- lokalizacji stanowiska pracy i/lub realizowanych na nim zadań,
- osób pracujących na stanowisku,
- stosowanych środków pracy, materiałów i wykonywanych operacji technologicznych,

- wykonywanych czynności oraz czasu i sposobu ich wykonywania,
- zagrożeń, które już zostały zidentyfikowane i ich źródeł,
- możliwych skutków występujących zagrożeń,
- stosowanych środków ochronnych,
- wypadków i chorób zawodowych, występujących na stanowiskach pracy,
- zdarzeń niebezpiecznych, potencjalnie wypadkowych i awarii,
- wymagań przepisów prawnych i norm, odnoszących się do analizowanego stanowiska.

Zebrane dane powinny umożliwić wykonanie oceny ryzyka nie tylko specjalistom, ale i przeszkolonym pracownikom, wykorzystującym informacje wynikające z ich obserwacji i z doświadczenia zawodowego. Wsparcie modułu **MRIP** powinno skutkować bardziej wyważoną i wiarygodną oceną ryzyka.

Włączenie szerszej grupy pracowników do współpracy i odpowiedzialności za bezpieczeństwo podwładnych i współpracowników, to właściwy sposób wykorzystania oceny ryzyka zawodowego do stałej poprawy stanu bezpieczeństwa. Będzie ona wówczas skutecznie spełniać zamierzoną funkcję systemu zarządzania bezpieczeństwem, czyli zapewniać utrzymanie coraz wyższego poziomu bezpiecznych warunków pracy. Istotne jest, aby ryzyko towarzyszące różnym technologiom lub czynnościom zostało oszacowane, a otrzymane wyniki były w pełni wystarczające do wyznaczenia jego dopuszczalności i do właściwego planowania działań korygujących i zapobiegawczych. Ocena ryzyka powinna być przygotowana i przeprowadzona w taki sposób, aby pomagać pracodawcy i osobom sprawującym nadzór nad pracą. Jedną z trudności w oszacowaniu ryzyka jest obiektywnie trudne określenie potencjału ryzyka zawodowego na stanowiskach pracy.

Kryteria oceny ryzyka zawodowego wynikają z zastosowania określonej metody oceny ryzyka lub opinii ekspertów. Aby zapewnić większą obiektywność dokonywanych ocen i możliwość bardziej precyzyjnej oceny poziomu ryzyka w module **MRIP** wykorzystano zarówno metodę RISK SCORE, jak i sposób oszacowania według normy PN-N 18002 w skali 3 i 5-cio stopniowej. Zgodnie z nimi, dla każdego zagrożenia użytkownik może dokonywać oceny ryzyka, jednocześnie metodą Risk Score oraz według PN-N 18002, wyznaczając dopuszczalność ryzyka w skali 3-stopniowej i 5-cio stopniowej. Należy jednak zdać sobie sprawę z faktu, iż przyjęcie prostej metody oszacowania ryzyka wg PN może skutkować zwiększeniem rozbieżności w szacowaniu prawdopodobieństwa występowania zagrożenia. Natomiast przy zastosowaniu metody Risk Score przydzielenie punktów zagrożeniom określającym ryzyko, opisywane przez wielu autorów jako żmudne ich wymnażanie w zakresie definiowanych składników, byłoby ułatwione, ale merytoryczne uzasadnienie w szacowaniu ryzyka, wymagać będzie dużego doświadczenia i odpowiedzialności.

Opracowany komputerowy sposób ewidencji zagrożeń i oceny ryzyka zawodowego według wymienionych metod [10, 11, 12], powinien sprawić, że cały potencjał wiedzy będzie wykorzystany nie do przeliczania lub akceptowania wybranych opcji lecz do skupienia się na koniecznych i najprostszych rozwiązaniach. Mają one skutecznie prowadzić do poprawy warunków pracy, a tym samym do bezpieczeństwa pracy. Jednakowo zidentyfikowane zagrożenia mogą być oceniane jako prawdopodobieństwo wystąpienia niepożądanych zdarzeń związanych z wykonywaną pracą i powodujących niepożądane skutki zdrowotne, straty materialne w środowisku pracy według dwóch metod. Dokonywać oceny należy z dużym wyważeniem skutków i prawdopodobieństwa, ponieważ nie każde zagrożenie, w warunkach pracy zakładu lub kopalni stanowi duże ryzyko utraty zdrowia i życia pracowników lub strat materialnych. Może jednak zdarzyć się odwrotnie. Szacowanie ryzyka zawodowego wykonane wymienionymi metodami może skutkować wystąpieniem dużych rozbieżności. Zestawienia wielkości

oszacowanego ryzyka zawodowego według kategorii mogą z czasem wykształcić u pracowników umiejętność obiektywnego określania potencjału ryzyka zawodowego na stanowiskach pracy. Pozwoli to zobiektywizować sposób interpretacji wielkości zagrożeń, względem możliwych skutków ich wystąpienia oraz zasadności podejmowania działań zapobiegawczych.

Informacje, które są istotne dla oceny ryzyka zawodowego obejmują zagrożenia powstające w warunkach pracy na stanowiskach, zagrożenia wypadkowe oraz zdarzenia potencjalnie wypadkowe. Zagrożenia te oddziałują zarówno na otoczenie stanowisk pracy, stwarzając określone stany w środowisku pracy, jak i na pracowników, którzy w nim przebywają. W kopalniach występują zagrożenia, które pochodzą:

- od górotworu - i są to zagrożenia naturalne,
- od maszyn i urządzeń – i są to zagrożenia techniczne,
- od środowiska, czyli zagrożenia czynnikami fizycznymi, chemicznymi, pyłami,
- od ludzi, czyli zagrożenia osobowe, które powoduje sam człowiek, realizator procesu produkcyjnego.

3. Sposób identyfikacji zagrożeń i ocena ryzyka w SWZBP

Identyfikacja zagrożeń, z jakimi może się spotkać pracownik na swoim stanowisku pracy lub na obszarze kopalni (zakładu) stanowi przygotowanie do oceny ryzyka zawodowego. Dwa aspekty zagrożenia zawodowego wypadkowe i chorobowe, wymagają rozpoznania, scharakteryzowania, a także zlokalizowania, w sensie ustalenia, jaka grupa pracowników jest na nie narażona.

Jednakże różny sposób interpretacji, różne nazewnictwo i niejednakowe określanie tych samych zagrożeń przez osoby dokonujące oceny ryzyka powoduje, że trudno o jednakowe identyfikowanie zagrożeń. Mając na uwadze różnorodność w definiowaniu zagrożeń, autorzy modułu opracowali sposób identyfikacji zagrożeń na podstawie ewidencjonowanych danych w *SWZBP*. Ułatwieniem w identyfikacji istniejących i potencjalnych zagrożeń do oceny ryzyka są rzeczywiste dane, zebrane w tej ewidencji, dotyczące danego stanowiska pracy lub grupy stanowisk o zbliżonej charakterystyce pracy oraz o wypadkach przy pracy na tych stanowiskach. Źródłem informacji w module *MRIP,* są dane z bazy *Środowisko pracy* [10, 11, 12], które wynikają z obserwacji środowiska pracy, z obserwacji wykonywanych zadań i charakterystyki warunków pracy na stanowiskach pracy, czyli:

Zagrożenia ze strony środowiska pracy:

1. lokalizacja stanowisk pracy i ich charakterystyka,
2. liczba zatrudnionych osób, w tym: kobiety, mężczyźni, młodociani,
3. sposób wykonywania czynności,
4. wykonywane czynności,
5. emitery zagrożeń i ich źródła,
6. maszyny i urządzenia stosowane na stanowisku,
7. pomiary czynników szkodliwych w środowisku pracy,
8. zagrożenia naturalne.

Następna grupa to zagrożenia z bazy danych *Wypadki-Koszty* [9, 12], w której ewidencjonowane są wypadki przy pracy oraz wszystkie okoliczności i przyczyny z nimi związane. Ułatwieniem w identyfikacji zagrożeń wypadkowych są rzeczywiste przyczyny powstania wypadku na stanowisku, lub grupie stanowisk o zbliżonej charakterystyce pracy. Są one zunifikowane zgodnie z wymogami Karty statystycznej wypadku w/g Rozporządzenia Ministra Pra-

cy i Polityki Społecznej z dnia 5 czerwca 2000 r.
Zagrożenia wypadkowe:
1. przyczyny wypadków
2. miejsca powstania wypadków – według klasyfikacji MPiPS ,
3. czynności wykonywane w trakcie zaistnienia wypadku,
4. źródła - czynniki powodujące wypadki,
5. wydarzenia powodujące wypadek,
6. zdarzenia wypadkowe, awarie i ich przyczyny.

Zagrożenia wypadkowe – branżowe (wg klasyfikacji COIG):
1. przyczyny ustalone przez WUG,
2. miejsca powstania wypadku - według klasyfikacji obowiązującej w górnictwie,
3. czynności wykonywane w trakcie zaistnienia wypadku- według klasyfikacji branżowej,
4. przyczyny – źródła powstania wypadku w górnictwie,
5. informacje, które pochodzą z przeprowadzanych objazdów, kontroli i audytów zarejestrowane w module *MRIP.* Celem ich jest wykrywanie jak największej liczby usterek i nieprawidłowości, które należy usunąć lub doprowadzić do stanu zgodnego z przepisami, aby nie dopuścić do wypadku lub awarii.

Dodatkowo, rejestr zagrożeń może być uzupełniany o potencjalne zagrożenia, zidentyfikowane na podstawie wiedzy i doświadczenia pracowników. Uzupełnianych po analizie warunków pracy, jakie mogą wystąpić na ocenianych stanowiskach pracy oraz na podstawie posiadanych statystyk o już istniejących niebezpiecznych wydarzeniach. Wykorzystywanych również po dokładnej analizie warunków towarzyszących kolejnym etapom zadania.

Dla jednakowo zidentyfikowanych zagrożeń, dla stanowiska lub grupy stanowisk można wykonać ocenę ryzyka zawodowego metodą Risc Score lub wg PN w module *MRIP* [2, 3, 11, 12]. Do wyznaczenia parametrów dopuszczalności ryzyka zawodowego dla danego zagrożenia, metoda Risk Score określa następujące kryteria:

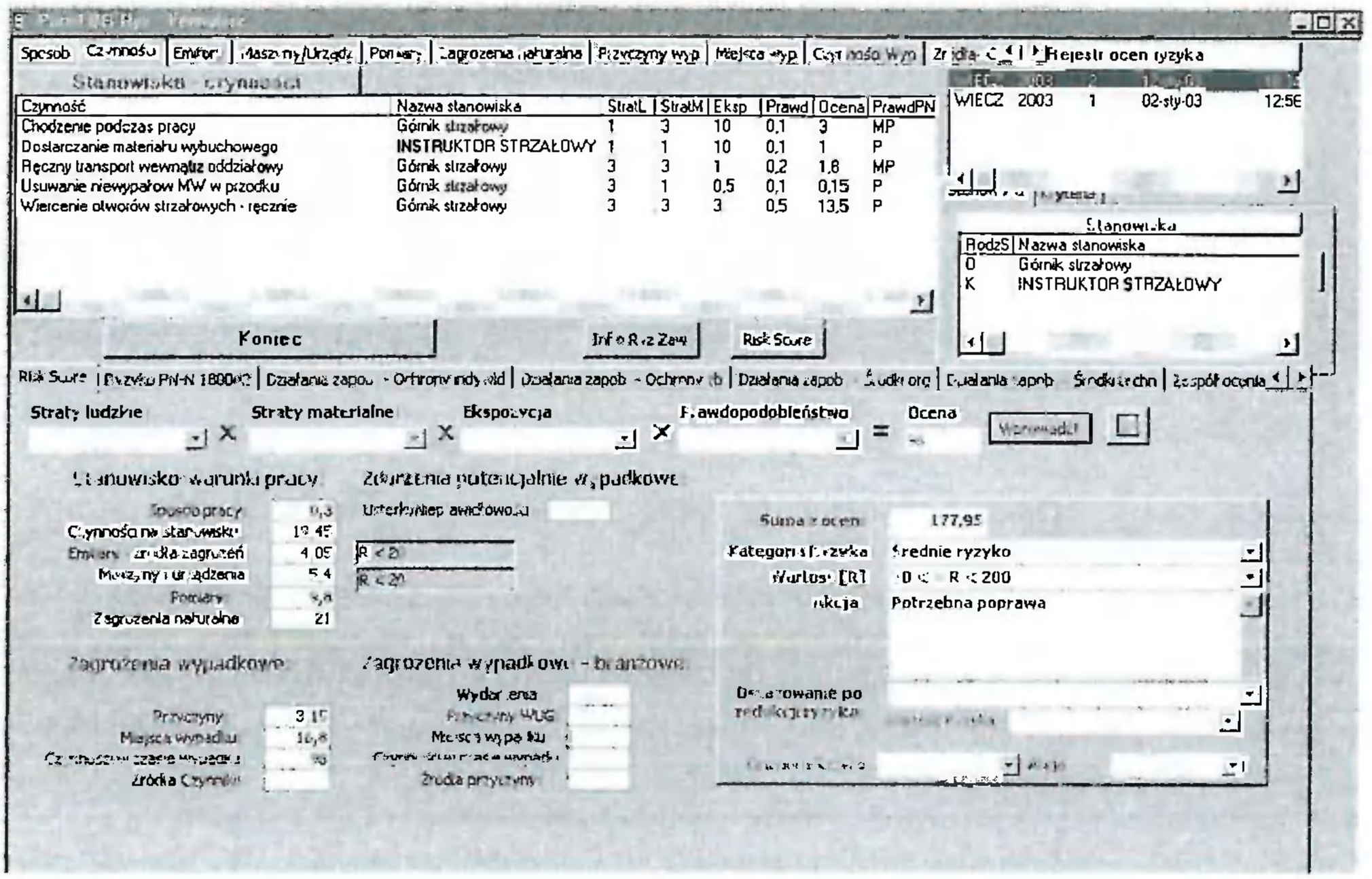
Ryzyko = **S**tarty ludzkie × **S**tarty materialne × **E**kspozycja × **P**rawdopodobieństwo

Każdemu zagrożeniu przypisuje się powyższe parametry.

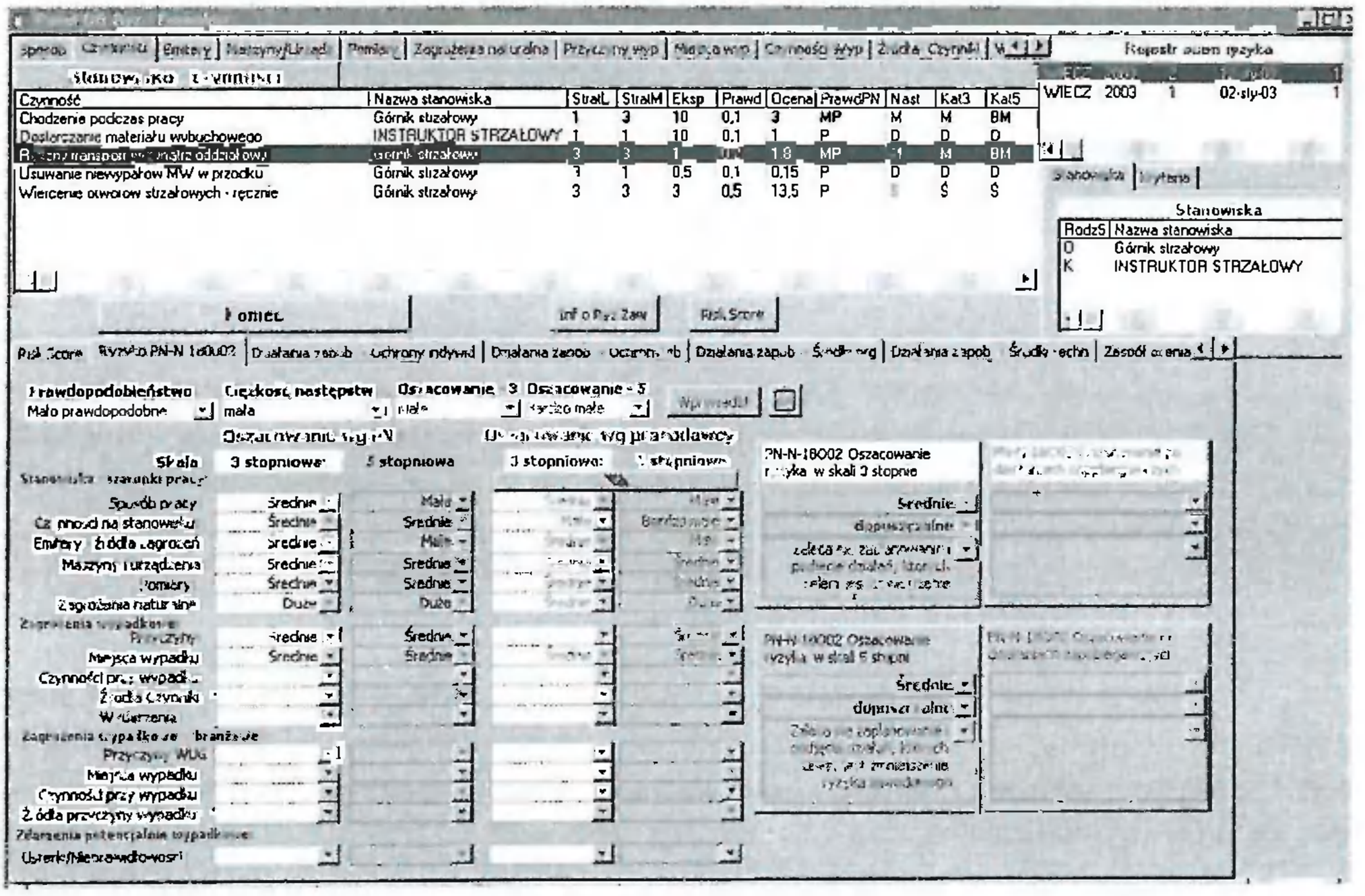
Wynikiem dla pojedynczego zagrożenia jest **ocena**. Suma ocen cząstkowych dla poszczególnych zagrożeń, np. czynności, jest wyświetlona w polu: **Czynności i** stanowi sumę wszystkich ocen cząstkowych ze wszystkich wykonywanych i ocenianych czynności na wytypowanych stanowiskach (rys. 3.1). Na podstawie sum cząstkowych wylicza się kategorię ryzyka, wartość ryzyka oraz proponuje się działania, które należy podjąć dla zminimalizowania ryzyka.

Drugą metodą, przygotowaną do ewidencjonowania oceny ryzyka jest metoda według PN-N 18002. Oszacowanie ryzyka polega w niej na ustaleniu:
- prawdopodobieństwa występowania zagrożeń,
- ciężkości szkodliwych następstw tych zagrożeń.

W metodzie PN-N 18002 opracowany algorytm obejmuje zarówno oszacowanie w skali trójstopniowej jak i pięciostopniowej. Dla każdego zidentyfikowanego zagrożenia na stanowisku pracy, należy przypisać **prawdopodobieństwo** jego wystąpienia oraz **ciężkość następstw.** Program dokonuje oszacowania ryzyka w skali 3 i 5-cio stopniowej – jednocześnie (rys. 3.2).



Rys.3.1. Formularz modułu MRIP przedstawiający ocenę ryzyka metodą Risk Score
Fig. 3.1. The form of MRIP module presenting the risk's assessment by the Risk Score method



Rys.3.2. Formularz modułu MRIP przedstawiający ocenę ryzyka wg PN-N 18002
Fig. 3.2. The form of MRIP module presenting the risk's assessment according to the PN-N 18002 standard

Zespół oceniający lub pracodawca decyduje, czy te zagrożenia mogą spowodować prawdopodobieństwo wystąpienia niepożądanych skutków zdrowotnych lub start materialnych. Należy więc podkreślić, że dla rzetelnej identyfikacji zagrożeń i oceny ryzyka bardzo ważną rzeczą jest wiedza i doświadczenie zespołów oceniających prawdopodobieństwo występowania niepożądanych skutków zdrowotnych i materialnych. W ocenie ryzyka zawodowego na stanowiskach pracy, ważny jest również aktywny udział pracowników, którzy znają swoje stanowiska pracy, potrafią dostarczyć o nich wiele informacji, a równocześnie zweryfikować ryzykowne zachowania, które sami często powodują. Stanowi to jeden z podstawowych warunków skutecznego wdrażania działań podejmowanych w zakresie poprawy bezpieczeństwa pracy.

W wyniku przeprowadzonej oceny ryzyka zawodowego w opracowanym module *MRIP,* dwoma metodami, wszystkim zidentyfikowanym zagrożeniom przypisywane są wartości lub miary, które mogą służyć do porównania ocen oraz do formułowania zaleceń związanych z działaniami profilaktycznymi.

Zastosowanie każdej z powyższych metod oceny ryzyka powinno umożliwić wykrycie wszystkich występujących i przewidywanych zagrożeń na stanowiskach pracy [5, 12]. Zastosowane metody umożliwiają udział w ocenie ryzyka samych pracowników, którzy znając dobrze swoje stanowiska pracy, dostarczają wielu cennych informacji, angażują się w rozwiązywanie problemów dotyczących bezpieczeństwa i zdrowia w swoim miejscu pracy. Sprzyja to kształtowaniu właściwych postaw i zwiększa skuteczność działań w tym zakresie.

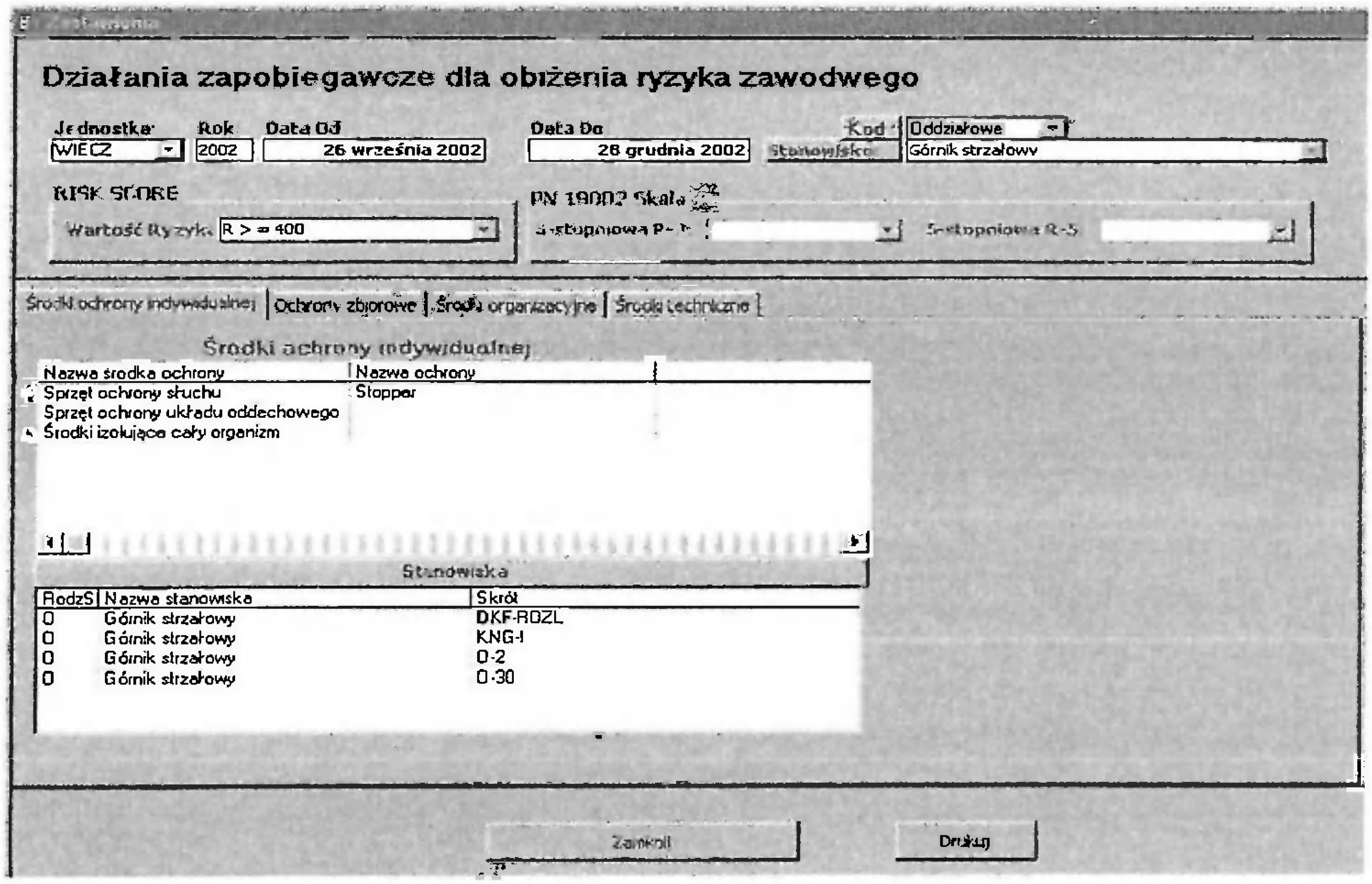
3.1. Działania wynikające z oceny ryzyka

Dokonywać oceny ryzyka należy po to, aby racjonalnie dobierać i stosować środki bezpieczeństwa w celu zapewnienia poprawy warunków pracy oraz ochrony życia i zdrowia pracowników. Wnioski wynikające z oceny ryzyka są punktem wyjścia do podjęcia działań zapobiegawczych i naprawczych. Działania te powinny wynikać z obserwacji zagrożeń, jakie powstają w procesie pracy, jak i zagrożeń, które doprowadziły do wypadków (rys. 3.3).

Sformułowane zalecenia, adekwatne do wskaźnika ryzyka należy przełożyć na odpowiednie procedury organizacyjne i technologiczne, służące ograniczeniu potencjału ryzyka na stanowiskach pracy. *Od skuteczności działań podjętych na tym etapie zależy całe powodzenie i sens oceny ryzyka.*

Jest rzeczą oczywistą, iż sama ocena ryzyka, bez działań korekcyjnych i naprawczych nie ma sensu. Ocena ryzyka ma służyć praktyce. Ma angażować wszystkie strony systemu pracy – tak pracodawców, jak i pracowników, projektantów czy technologów. Powinna prowadzić do eliminacji zdarzeń niepożądanych oraz wytwarzania poczucia odpowiedzialności za stan bezpieczeństwa na wszystkich etapach procesu pracy.

W każdej pracy występują zagrożenia stwarzające ryzyko utraty zdrowia, a nawet życia. Jednakże wiele czynności o dużym początkowym ryzyku można bezpiecznie realizować, jeśli związane z nimi zagrożenia zostaną dobrze (i w porę) rozpoznane, a następnie zredukowane. Wymaga to jednak zaprojektowania i zastosowania skutecznych środków profilaktycznych. Nie mniejsze znaczenie ma oczywiste stwierdzenie, że zasada, iż każdy pracownik odpowiada za bezpieczeństwo własne i współpracujących z nim osób, powinna być nie tylko upowszechniona, ale na trwałe wpisana w zasady organizacji pracy. W dzisiejszej dobie, dobra kondycja, dobry stan zdrowia pracownika to interes nie tylko pracodawcy, ale w pierwszym rzędzie samego pracownika.



Rys. 3.3. Zestawienia dotyczące działań zapobiegawczych dla obniżenia ryzyka zawodowego
Fig. 3.3. The breakdown concerning the preventive actions the reduction of professional risk

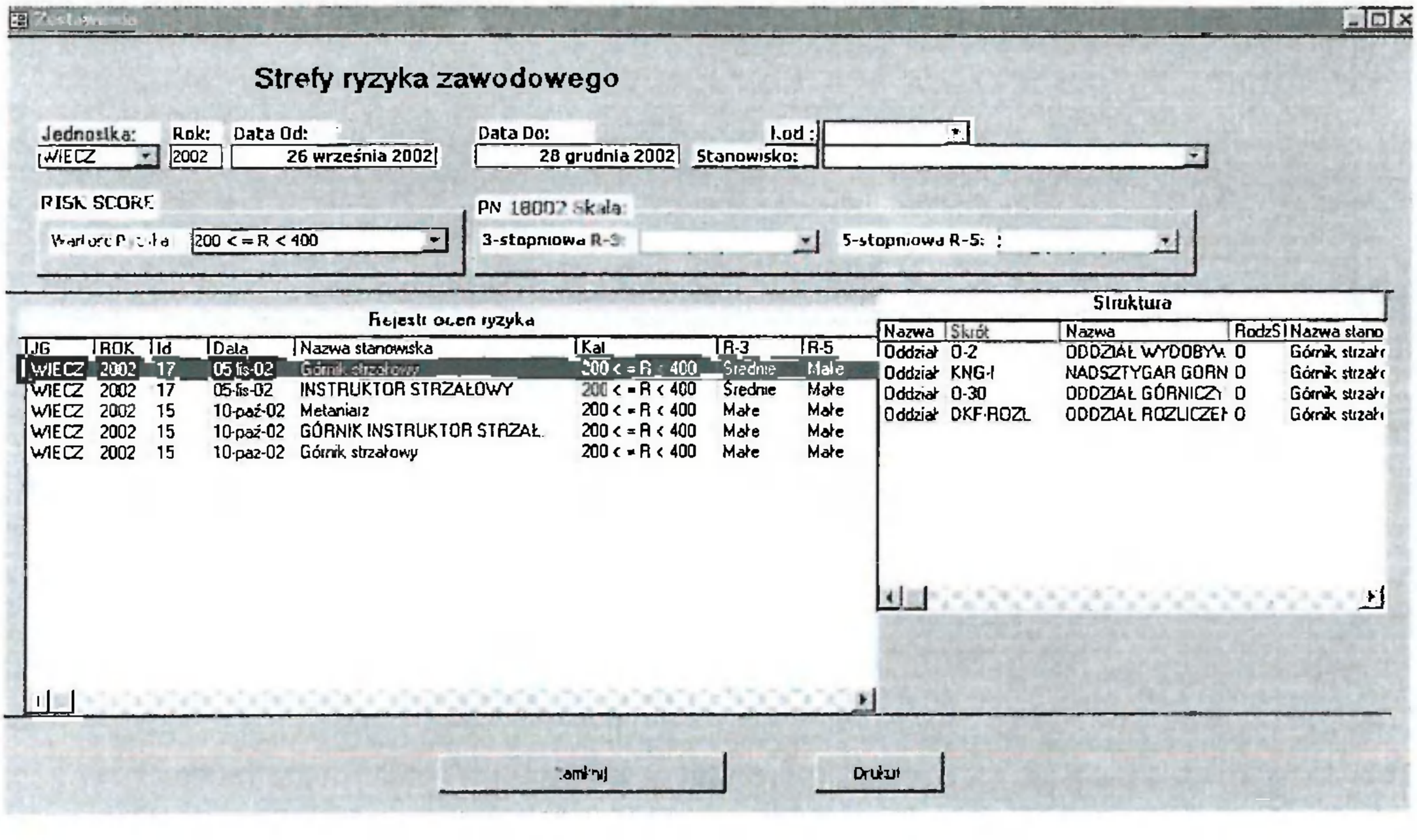
3.2. Praktyczne wykorzystanie oceny ryzyka

Po określeniu i ocenie ryzyka wystąpienia zagrożeń, należy ustalić hierarchię środków, jakie należy podjąć w celu ochrony zdrowia i zapewnienia bezpieczeństwa oraz sposobów kontroli ich wykonania i skuteczności. Przy opracowaniu planu działań profilaktycznych i naprawczych powinna obowiązywać pewna hierarchia postępowania. W pierwszym rzędzie należy rozważyć, w jaki sposób można dane zagrożenie skutecznie wyeliminować. Gdy okaże się że jest to niemożliwe, należy uwzględnić zasady jego ograniczenia, zgodnie z którymi środki techniczne mają pierwszeństwo przed organizacyjnymi, a środki ochrony indywidualnej zastosować jako ostateczne [1, 7, 12]. Należy również przeanalizować, czy proponowane działania doprowadzą do oczekiwanego obniżenia poziomu ryzyka i czy w wyniku realizacji planu działania nie powstaną nowe zagrożenia. Po tej analizie należy wybrać rozwiązanie bardziej opłacalne.

Zakres działań korygujących istniejące warunki pracy będzie jednak zawsze uzależniony od klasyfikacji ryzyka. Podjęcie ich wymaga przemyśleń, co oznacza, że należy:

- sprawdzić czy zadania do wykonania są przystosowane do możliwości i umiejętności pracownika, który ją wykonuje,
- zmniejszyć możliwe skutki zagrożenia przez zastosowanie działań prewencyjnych,
- przemyśleć sposób usunięcia zagrożenia, stosując zasadę, że najlepsze efekty daje usunięcie zagrożenia u źródła,
- jeżeli zagrożenie nie może być w pełni usunięte, należy ocenić ryzyko, którego nie można uniknąć.

W ślad za poczynionymi krokami powinna pójść również informacja do pracowników o potrzebie i skuteczności planowanych działań, bowiem od tego zależy to, czy będą one wdrożone w praktyce (rys. 3.4).



Rys. 3.4. Zestawienie dotyczące stref ryzyka zawodowego
Fig. 3.4. The breakdown concerning the zone of the professional risk

W systemie *WZBP* ogólne zalecenia są umieszczone w polu **Akcja** (rys. 3.1). Jeżeli jest wskazanie do podjęcia działań, należy przemyśleć je, z uwzględnieniem możliwości ich zastosowania przez pracodawcę. Na tym etapie działań należy uwzględniać aspekty ekonomiczne, czyli analizę kosztów i korzyści, dla opłacalności podejmowanych działań. W praktyce, we wszystkich zaleceniach dotyczących ograniczenia lub zmniejszenia zagrożeń, preferuje się środki ochrony zbiorowej, przed środkami ochrony indywidualnej. Ma to na celu zabezpieczenie większej liczby pracowników, a nie tylko pojedynczą osobę. Zastosowanie ochron zbiorowych wymaga jednak znacznych nakładów inwestycyjnych.

Wiele działań, które mogą w znaczący sposób przyczynić się do eliminacji zagrożeń, a tym samym do zmniejszenia ryzyka wystąpienia niepożądanych skutków i strat materialnych to działania organizacyjne lub właściwe instrukcje bezpiecznej pracy. Są one na ogół najmniej kosztowe, jednak wymagają konsekwencji w ich wprowadzaniu. Mimo, że towarzyszy im brak powszechnej akceptacji, to jednak odznaczają się one wysoką skutecznością. Dotychczas nie prowadzono ewidencji skutecznych działań organizacyjnych dla zmniejszenia zagrożeń zawodowych. Praktyka wskazuje, iż coraz częściej właśnie procedury mają dużą skuteczność zmniejszania zagrożeń, przy relatywnie najmniejszych kosztach. Równocześnie, praktyka wskazuje na fakt, że powinny być one pisane językiem prostym, zrozumiałym i wolnym od nadmiernego sformalizowania.

4. Wnioski

- Wprowadzenie powszechnego obowiązku informowania pracowników o ryzyku zawodowym, to obowiązek pracodawcy i podstawa do tego, by troską o poziom bezpieczeństwa pracy obarczać nie tylko pracodawców, ale i samych pracowników. Wiąże się to z koniecznością analizy, oceny i kontroli ryzyka zawodowego na wszystkich stanowiskach pracy.
- Cykliczne przeprowadzanie oceny oraz kontrola ryzyka staje się jednym z podstawowych regulatorów efektywności systemu zarządzania bezpieczeństwem pracy.
- Celem opracowanego modułu ***MRIP*** było wprowadzenie jednolitego sposobu identyfikacji zagrożeń dla oceny ryzyka zawodowego w kopalniach KHW S.A. Pozwoli to na usystematyzowanie postępowania przy wykonywaniu oceny ryzyka oraz na podjęcie efektywnych działań profilaktycznych, ukierunkowanych na minimalizację strat ludzkich i materialnych z tytułu występowania niepożądanych zdarzeń, związanych z wykonywaną pracą oraz działań naprawczych.
- Zastosowanie modułu ***MRIP*** umożliwia pozyskanie informacji (parametrów) opisujących warunki środowiskowe o bardzo wysokim stopniu wiarygodności niezbędnych przy ocenie ryzyka.
- Do oceny ryzyka zawodowego zastosowano algorytm dla metody Risk Score i PN-N 180002, czyli te, które nie wymagają zbyt wysokich kwalifikacji zespołu oceniającego z zakresu danej problematyki. Umożliwiają one wykonanie oceny przez przeszkolonych pracowników, wykorzystując do tego celu informacje o ich subiektywnych odczuciach wynikających z obserwacji, z ich doświadczeń zawodowych i ich intuicji zawodowej. Jednakże osoby, które wchodzą w skład zespołu oceniającego powinny posiadać odpowiednie kwalifikacje, a w szczególności:
  a) znać i rozumieć przyjęte zasady i kryteria oceny,
  b) umieć poprawnie zastosować je w praktyce,
  c) dostrzegać sytuacje, w których nie potrafią poprawnie ocenić ryzyka i potrzebują pomocy specjalistów,
  d) wskazać możliwe środki eliminacji lub ograniczenia ryzyka,
  e) umieć ocenić skuteczność zastosowanych środków profilaktycznych.

Dla wszystkich ocenianych stanowisk zastosowano jednakową procedurę postępowania i wzór umożliwiający jednoznaczne komunikowanie się w tym zakresie.

Wyznaczenie stref ryzyka powinno wskazać pracodawcy, gdzie i jakie środki należy zastosować, by zminimalizować ryzyko do poziomu uzasadnionego i świadomie akceptowanego. Mimo, że wyeliminowanie z procesu pracy utraty życia lub zdrowia jest bardzo kosztowne i praktycznie w pełni niemożliwe do osiągnięcia, to zastosowanie metod i środków redukujących ryzyko pozwala na znaczne obniżenie jego wielkości. Każda redukcja ryzyka jest satysfakcjonująca, nawet jeśli w jej wyniku nie został uzyskany poziom pełnego bezpieczeństwa pracy.

Główne zadania systemowego ujęcia oceny ryzyka polegają na optymalnym podwyższeniu organizacji pracy, co w zasadniczy sposób powinno zwiększyć skuteczność działań zmierzających do poprawy bezpieczeństwa pracy.

Literatura

[1] Zawisza W. 2001: Ocena ryzyka cel czy środek, Atest 9/2001.
[2] PN-N-18002 2000: Systemy zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy. Ogólne wytyczne do oceny ryzyka zawodowego.
[3] PN-En-1050 1999 :Maszyny, Bezpieczeństwo. Zasady oceny ryzyka.
[4] Staszewski S. 2002: Dostosuj swój zakład do obowiązującego prawa pracy. PIP, Warszawa 2002.
[5] Smoliński D. 2001: Ocena ryzyka zawodowego na stanowisku pracy. OSPIP, Wrocław 2001.
[6] Seria wydawnicza, Bezpieczeństwo i higiena pracy w małych przedsiębiorstwach, Poradniki pracodawcy i listy kontrolne. CIOP, Warszawa.
[7] Skuza L. 1998: Co warto wiedzieć o ryzyku zawodowym. ODDK, Gdańsk 1998.
[8] Romanowska K., Słomka, A. Słomka 2001: Zarządzanie ryzykiem zawodowym. Tarnobrzeg 2001.
[9] Kubik I., Lipowczan A. 2000: Metoda szacowania kosztów wypadku przy pracy i zdarzeń wypadkowych opracowana w GIG. Bezpieczeństwo Pracy, Nauka i Praktyka CIOP nr 9/2000.
[10] Lipowczan A. 1999: Komputeryzacja działów bhp, Atest, ochrona pracy 7/1999.
[11] endall R. 2000: Zarządzanie ryzykiem dla menedżerów. Praktyczne podejście do kontrolowania ryzyka. Libre, Warszawa 2000.
[12] Gajos S., Małobęcki E., Rams P. 2001: Komputerowy system wspomagania zarządzania bezpieczeństwem pracy w kopalniach Katowickiego Holdingu Węglowego - Materiały konferencji naukowo-technicznej. Przemysł wydobywczy 2001 – Suplement, Kraków 2001.

Estimation of the professional risk in computer system supporting work safety in KHW S.A. Coal-Mines

Abstract

The paper includes data, which as a part of the system supporting work safety control are required to assess the work safety system is effectively introduced in a plant covered by the above – defined system. The most significant attention is required in obtaining the return information about the effectiveness of making rectify actions. One should expect that using of the represented module MRIP shall support the employer in his endeavours to obtain the effective protections actions. Further on, it should facilitate risk prevention prior to any negative occurrence, which shall result in the measurable economic profits.

Recenzent: dr inz. Andrzej Hebda

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.287-304

Zdzisław GIL
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Modele jakościowe i ilościowe ryzyka w górnictwie

Słowa kluczowe

ryzyko – antyryzyko – potencjalne szkody – efektywność antyryzyka

Streszczenie

W artykule przedstawiono modele jakościowe i ilościowe ryzyka, jakie występuje w górnictwie i określono 14 rodzajów ryzyka ze względu na źródła jego pochodzenia oraz kierunki możliwych konsekwencji. W szczególności omówiono ryzyko wypadkowe, czyli ryzyko w dziedzinie bezpieczeństwa pracy. modelach ilościowych przedstawiono dwa modele statystyczne, jeden model sieci neuronowych i dwa modele matematyczne. Wśród tych 5 modeli 3 stanowią oryginalną koncepcję autora, a 2 są próbą adaptacji modeli już istniejących w innych, poza górniczych dziedzinach zastosowań (model ubezpieczeniowy i model sieci neuronowych).

1. Wstęp

Ryzyko nie jest definiowane jednolicie. Jedni autorzy uważają je za prawdopodobieństwo pojawienia się niekorzystnego zdarzenia, inni za zespół uwarunkowań sprawiających, że normalna praca systemu wychodzi poza granice stabilności, jeszcze inni upatrują je jako czynnik świadomościowy, obligujący do niekonwencjonalnych zachowań w obliczu niespodziewanego lub słabo rozeznanego niebezpieczeństwa.

Słowo „ryzyko" inżynier górnik na ogół rozumie jako prawdopodobieństwo zdarzenia się wypadku, grożącemu zdrowiu lub życiu osób pracujących w kopalni.

To samo słowo ekonomista rozumie zwykle jako semiodchylenie standardowe (ujemną wartość odchylenia standardowego) rozkładu prawdopodobieństwa od jego wartości oczekiwanej, czyli o ile przeciętnie odchylają się możliwe wyniki od oczekiwanego zysku dla gracza giełdowego lub towarzystwa ubezpieczeniowego. Dla bankowca lub polityka ryzyko jest najczęściej utożsamiane z niebezpieczną sytuacją, z której trzeba znaleźć – akceptowane przez ogół - pozytywne wyjście. Zarządzanie ryzykiem jest dla ekonomisty grą gracza doświadczonego, posiadającego dużą sumę aktywów (pieniędzy, papierów wartościowych), z graczami nie dysponującymi takimi atutami. Dlatego gracz uprzywilejowany oczekuje wygranej. Tak jak na przykład na giełdzie (zarządzanie portfelem papierów wartościowych) lub w ubezpieczeniach (kiedy towarzystwo ubezpieczeniowe osiąga zyski, bo jego suma wypłat jest mniejsza od sumy pobieranych składek ubezpieczeniowych). W tym sensie słowo „zarządzanie ryzykiem" jest właściwe dla gracza uprzywilejowanego, który zdobywa dochody dzięki stratom graczy nieuprzywilejowanych.

W przypadku ryzyka wypadkowego w górnictwie trudno jest mówić o zarządzaniu ryzykiem w powyższym sensie, (na wypadkach nikt nie zyskuje i żaden gracz nie wygrywa - wszyscy tracą). Wtedy można mówić o zarządzaniu antyryzykiem, którą to nazwę wprowadziłem w pracy „Zarządzanie ryzykiem i antyryzykiem w działalności gospodarczej i społecznej" [3]. Antyryzyko jest zespołem przedsięwzięć pozwalających graczowi nieuprzywilejowanemu minimalizować własne straty, jeżeli musi on podjąć grę z przeciwnikiem silniejszym albo grę z naturą, z czym zazwyczaj mamy do czynienia w gospodarce. Inną formą zarządzania antyryzykiem jest niedopuszczenie do powstania niebezpiecznej sytuacji oraz podniesienie poziomu odporności bronionego systemu. Zarządzanie antyryzykiem to systemowe zasady takiej gry, czyli scenariusze postępowania wobec zagrożenia (strategia, profilaktyka, monitoring, analiza strat i możliwości ich pomniejszania, informatyczne bazy danych oraz opcjonalne modelowanie statystyczne i matematyczne).

Podobne problemy z ryzykiem jak górnictwo mają banki oraz firmy kapitałowe. Znany w brytyjskim środowisku bankowym i prawniczym R. Kendall w książce „Zarządzania ryzykiem dla menadżerów" [7] postuluje powołanie w firmach, w których istnieje wysoki poziom ryzyka, Agend Zarządzania Ryzykiem (AZR).

W firmach brytyjskich i amerykańskich już takie AZR-y działają i dzięki nim ryzyko jest tam pomniejszone. W AZR-ach skupiony jest aparat monitoringowy, analityczny i decyzyjny, ściśle współpracujący z Zarządem Firmy. Podobnie R. Patterson [12], analityk bankowy, wprowadza około 20 rodzajów ryzyka bankowego i podaje zasady ich minimalizacji. Ten sposób podejścia wydaje się być korzystny również dla górnictwa i znajdzie swoje miejsce w dalszej części artykułu.

W przypadku górnictwa odpowiednikiem AZR-ów byłby GAZAR-y (Górnicze Agendy Zarządzania Antyryzykiem). Ich istnienie mogłoby nie tylko redukować potencjalne ryzyko, ale również poprawić zarządzanie w kopalniach i spółkach węglowych. Do takiego wniosku dochodzi też G. Sleziak [13], który w artykule o przyczynach powodujących przejście górnictwa australijskiego z ekstensywnej na intensywne metody produkcji i zarządzania wymienia jako jedną z podstawowych właśnie analizę ryzyka, jego monitorowanie i systemowe metody zarządzania jego minimalizacją.

2. Pojęcie ryzyka

Słowo „ryzyko" wywodzi się z języka włoskiego „risieare" to znaczy „mieć śmiałość", a więcej, dokonywać wyboru, a nie czekać biernie na zbliżające się nieszczęście. Zarządzanie ryzykiem jest więc aktem świadomościowym (decyzyjnym). Statystyka jest tutaj narzędziem pozwalającym ocenić nasze decyzje na odpowiednim poziomie wiarygodności, że takie niebezpieczeństwo wystąpi.

Z ryzykiem wiąże się niepewność (zaskoczenie) lub zdziwienie. Pojęcia te rozróżnia między innymi R. Patterson [12]. To, co określamy słowem zaskoczenie, jest nieprzewidywalne, prawdopodobieństwo wystąpienia takiego zdarzenia jest bardzo małe, a odpowiednich badań statystycznych nie prowadzi się. Badania statystyczne przeprowadzamy w tych kierunkach, z których spodziewamy się nadejścia niebezpieczeństwa. Jeśli dane zdarzenia nadejdzie, może wywołać nasze zdziwienie, ale zaskoczeniem już nie jest. Badania statystyczne przeprowadza się dla określenia prognoz zdarzeń a więc „o oświetlenie" pewnego obszaru niepewności. Wówczas możliwe staje się określenie rodzaju zmiennych losowych, ich rozkładów prawdopodobieństwa oraz wartości średnich i odchyleń standartowych.

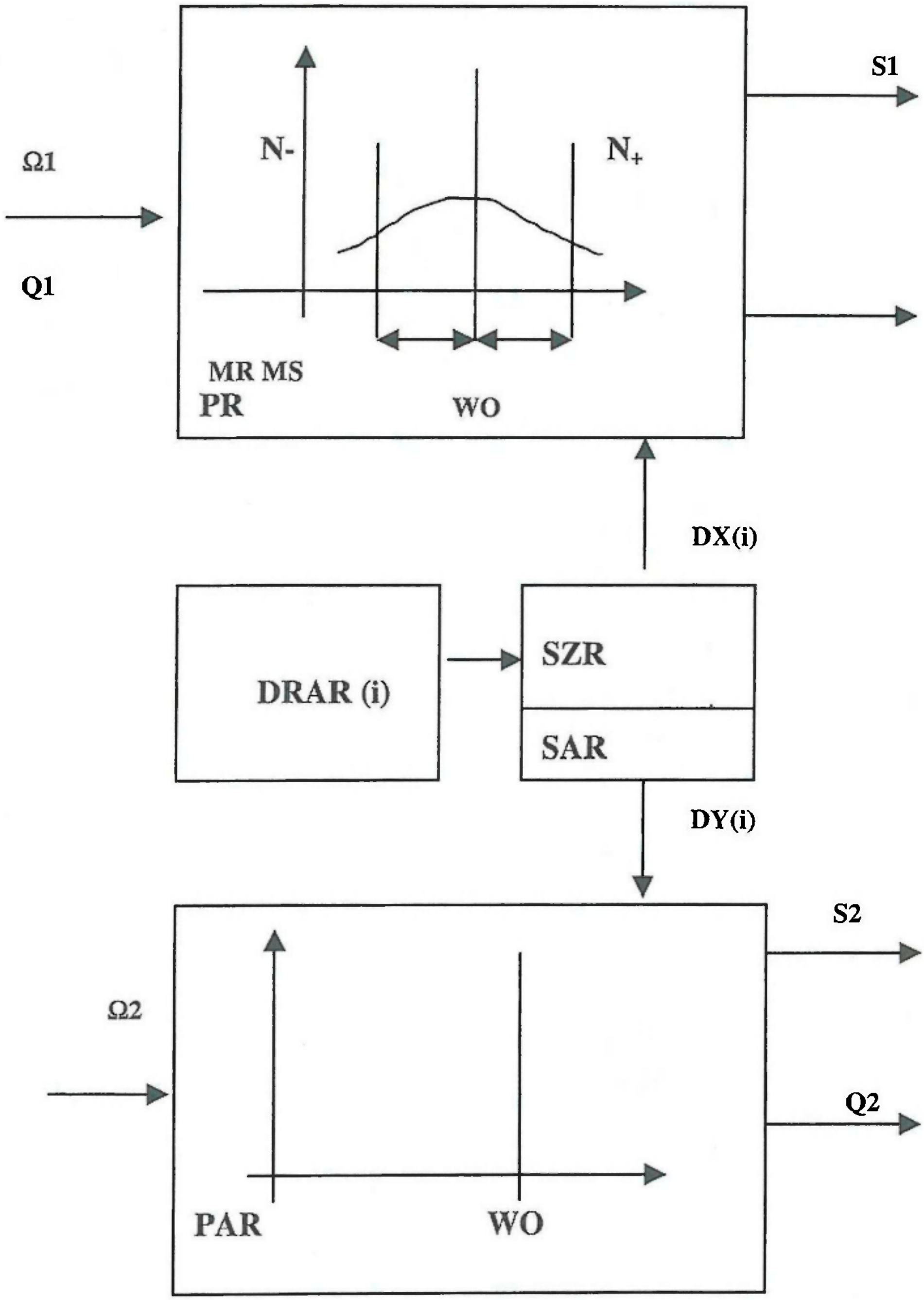
Zarządzanie ryzykiem jest systematycznym radzeniem sobie z różnymi rodzajami ryzyka poprzez zbudowanie i wykorzystanie odpowiednich modeli jakościowych i ilościowych opisujących parametry systemu, jego cele strategiczne i strukturę organizacyjną, zasoby ludzkie i systemy organizacyjne [12]. Podobnie można określać zarządzanie antyryzykiem, z tą różnicą, że zarządzanie ryzykiem dotyczy na ogół spraw finansowych i zostało wprowadzone przez ekonomistów m.in. dla podkreślenia roli menadżera, którego decyzje mogą przynosić zyski, nawet w obliczu zdarzeń negatywnych, w przeciwieństwie do czego antyryzyko jest systematycznym radzeniem sobie z niebezpieczeństwami, tak aby do nich nie dopuścić lub w maksymalnym stopniu zmniejszyć ich potencjalne negatywne skutki.
Jeżeli zagrożenie ma charakter pozaekonomiczny (na przykład ekologiczny lub społeczny) wtedy decydent nie kalkuluje tak jak gracz giełdowy („wchodzę w to ryzyko, bo mi się to może opłacać"), ale zmuszony jest podjąć wyzwanie zewnętrzne czyli opracować własną, właściwą dla danego rodzaju zagrożenia, strategią antyryzyka (wobec zagrożenia egzogenicznego).

W górnictwie mamy zazwyczaj do czynienia zarówno z zarządzaniem ryzykiem (finanse, martekting) jak i antyryzykiem (wypadki, ekologia, problemy społeczne). Niekiedy te same rodzaje zagrożeń raz podlegają zarządzaniu ryzykiem (jeśli dominujemy nad nimi), a raz – zarządzaniu antyryzykiem (jeśli jesteśmy zmuszeni im przeciwdziałać). Tak jest na przykład z ryzykiem wypadkowym: ryzykiem jest sytuacja, kiedy na przykład obniżamy ceny, aby zdobyć nowy rynek, a antyryzykiem – kompleks działań dla zachowania rynku dotychczasowego.

Dla poglądowego przedstawienia dotychczas przeprowadzonej analizy oraz określenia miejsca i kierunków działania decydenta działającego w warunkach ryzyka pomocny jest schemat przedstawiony na rysunku 2.1.

Oznaczenia:

Ω1	– zbiór zdarzeń przypadkowych posiadających znamiona ryzyka endogenicznego
Ω2	– zbiór zdarzeń przypadkowych posiadających znamiona ryzyka egzogenicznego
S1	– suma strat, jakie możemy ponieść, jeśli wśród zdarzeń Ω1 przeważą zdarzenia niekorzystne
Q1	– suma dochodów, jakie możemy osiągnąć, jeżeli wśród zdarzeń Ω1 przeważą zdarzenia korzystne
S2	– suma potencjalnych szkód spowodowanych zdarzeniami ze zbioru Ω2
Q2	– redukcja strat S2 w wyniku podjęcia działań antyryzyka
DRAR (i)	– decydent zarządzający ryzykiem i antyryzykiem
I	– szczebel kompetencji DRAR (i)
PR	– przestrzeń ryzyka
PAR	– przestrzeń antyryzyka
WO	– wartość oczekiwana w rozkładzie prawdopodobieństwa
MR	– miara ryzyka
MS	– miara sukcesu
N^-	– niepewność dotycząca niespodziewanych niebezpieczeństw
N^+	– niepewność dotycząca niespodziewanych szans
SZR	– strategie desydenta DRAR (i) wobec ryzyka (zarządzanie ryzykiem)
SAR	– strategie decydenta DRAR (i) wobec antyryzyka (zarządzanie antyryzykiem)
DX	– decyzje o wejściu w przestrzeń ryzyka
DY	– decyzje o wszczęciu działań antyryzyka



Rys 2.1. Decydent w przestrzeni ryzyka i antyryzyka
Fig. 2.1. Decisive person in the risk and antirisk's space

Decydentem DRAR (i) może być górnik pracujący na dole (DRAR(1)), sztygar (DRAR(2)), dyrektor kopalni (DRAR(3)) lub inna osoba posiadająca kompetencje decyzyjne.

W przypadku górnika będzie to troska o własne zdrowie i życie, o bezpieczeństwo kolegów pracujących z nim razem, troska o zachowanie zatrudnienia i godziwe wynagrodzenia. Jego decyzją DX (1) o wyjście w przestrzeń ryzyka PR jest decyzja o zatrudnieniu w kopalni, co jest aktem dobrowolnym, czynionym ze świadomością niebezpieczeństw związanych z tym zawodem.

Decydent DRAR (2) obok decyzji o charakterze osobistym DX (1) podejmuje decyzje DX (2) właściwe dla jego kompetencji zawodowych, a między innymi o nadzorowanie wykonywania przepisów BHP przez górników, właściwe warunki pracy, ostrzeganie przed niebezpieczeństwem itp. W warunkach zagrożenia podejmuje też decyzje DY (2).

Im wyższy stopień kompetencji posiada dany pracownik, tym większy jest jego udział w decyzjach DY (i). Kierownictwo kopalni ponosi odpowiedzialność moralną, prawną i finansową zarówno za decyzje dotyczące ryzyka endogenicznego (za korzystną relację strat S1 do dochodów Q1), jak i egzogenicznego (za minimalizację różnicy S2 - Q 2).

Na rysunku 2.1 zaznaczono ponadto, że przestrzeń ryzyka jest dobrze określona (jest tam rozkład prawdopodobieństwa, który powstał z analizy i obserwacji wielu przypadków podobnych, zrealizowanych wcześniej). Natomiast przestrzeń antyryzyka cechuje się niewielkim rozeznaniem probabilistycznym, czemu odpowiada tylko pojedynczy punkt.

3. Źródła i natura ryzyka

Ze względu na pochodzenie zdarzeń zawartych w zbiorach Ω1 i Ω2, zaznaczonych na rysunku 2.1, ryzyko można podzielić na:

- medyczne,
- ekonomiczne,
- geologiczne,
- ekologiczne,
- technologiczne.

Źródła ryzyka o charakterze medycznym godzą w zdrowie lub życie górników. Są to najczęściej wypadki lub choroby zawodowe.

Źródła ekonomiczne stwarzają zagrożenie zmniejszenia zarobków lub utraty pracy.

Źródła społeczne to możliwość manifestowanego społecznego niezadowolenia lub skutki wcześniejszego powstania obszarów biedy i niezaradności.

Źródła geologiczne to zagrożenie wybuchem metanu, pyłu węglowego, ruchów górotworu, możliwość powstania pożarów, ulatniania się tlenku węgla itp.

Źródła ekologiczne to zagrożenia dla atmosfery, wody, gleby, powstawanie szkód górniczych i uciążliwości wywoływane palącymi się odpadami poeksploatacyjnymi.

Źródła technologiczne to skłonność maszyn i urządzeń do awarii i wypadków.

Wymienione źródła nie są niezależne. Na przykład źródła technologiczne lub geologiczne stają się przyczyną ryzyka o charakterze medycznym (atakują zdrowie lub życie ludzi). Podobnie ryzyko o charakterze ekonomicznym bywa przyczyną ryzyka społecznego. Do natury ryzyka należy jego narastanie. Jeśli proces ten odbywa się bez przeciwdziałania z naszej strony, to zwykle system, którym zarządzamy, ulega destabilizacji lub unicestwieniu. Rozwój zjawisk ryzyka przebiega najczęściej w czterech kolejnych fazach:

- w fazie utajnionej
- w fazie jawnej, ale jeszcze nie katastrofalnej, kiedy jest możliwość jego neutralizacji,
- w fazie katastrofy, kiedy nie ma możliwość jego neutralizacji, ale jest możliwe zmniejszenia potencjalnych strat
- w fazie pokatastrofalnej, kiedy ujawniają się jego skutki wtórne.

Faza utajniona wymaga precyzyjnych technik monitoringu. Wykrycie zagrożenia w tym okresie pozwala na względnie tanią jego neutralizację. Kosztowny może być natomiast sam monitoring.

Faza druga wymaga szybkiego podjęcia działań antyryzyka i sprecyzowania scenariuszy dalszego działania, jeśli zespół działań profilaktycznych nie przyniesie oczekiwanych skutków.

Faza trzecia wymaga podjęcia działań ratowniczych przeprowadzonych na ogół za pomocą zasobów wewnętrznych jak i zewnętrznych. Jest to działanie niemal zawsze droższe niż monitoring i profilaktyka w fazie pierwszej i drugiej, a jego efekty mniejsze. Ponadto w fazie tej trzeba dbać o nienarastanie ryzyka wtórnego, czyli o profilaktykę fazy czwartej.

Faza pokatastrofalna to antyryzyko zwrócone przeciwko wielorakim aspektom ryzyka wtórnego oraz odbudowa systemu po katastrofie (czyli przywrócenie mu dawnej sprawności).

Im działania antyryzyka będą skuteczniejsze we wcześniejszych fazach jego narastania, tym straty ludzkie, ekonomiczne i społeczne w fazie katastrofalnej i pokatastrofalnej będą mniejsze.

4. Rodzaje ryzyka

Tworząc informatyczną bazę danych, obejmującą całokształt zarządzania ryzykiem, warto wymienić wszystkie jego rodzaje, jako oddzielne opcje.

Do najważniejszych rodzajów ryzyka w górnictwie można zaliczyć:

- ryzyko wypadkowe,
- ryzyko chorób zawodowych,
- ryzyko marketingowe,
- ryzyko finansowe,
- ryzyko społeczne,
- ryzyko polityczne,
- ryzyko moralne,
- ryzyko prawne,
- ryzyko geologiczne,
- ryzyko ekologiczne,
- ryzyko technologiczne,
- ryzyko społeczne wtórne,
- ryzyko ekologiczne wtórne,
- ryzyko alternatywne.

Ryzyko wypadkowe stanowi zespół czynników, które mogą prowadzić do kalectwa lub utraty życia pracujących w tych warunkach ludzi. Czynniki te to wybuchy metanu, pyłu węglowego, pożary, tąpnięcia, emisja gazów i czynniki technologiczne (kombajny, kolejki, taśmociągi).

Ryzyko chorób zawodowych stanowi zespół czynników prowadzących do utraty zdrowia w wyniku specyficznych warunków pracy pod ziemią (pył węglowy, woda, długotrwały brak naturalnego światła, przeciągi itp.).

Ryzyko marketingowe powodują wyniki prowadzące do kurczenia się lub utraty rynków węgla (krajowych i zagranicznych). Czynnikami tymi są: spadek energochłonności przemysłu i budownictwa, konkurencja ze strony innych nośników energii, konkurencja węgla zagranicznego, likwidacja części mocy produkcyjnych energochłonnych gałęzi produkcji.

Ryzyko finansowe wywołuje czynniki prowadzące do zadłużenia kopalń wobec innych firm, groźby utraty płynności finansowej itp.

Ryzyko społeczne to niebezpieczeństwo wystąpienia wybuchów społecznych, (strajków, demonstracji).

Ryzyko polityczne to groźba likwidacji górnictwa w wyniku krótkowzrocznych i pochopnych decyzji politycznych, argumentowanych rosnącym zadłużeniem się tej branży wobec Skarbu Państwa.

Ryzyko moralne to możliwość nadużywania dotacji budżetowych w nadziei, że górnictwo musi istnieć, bo jest niezbędne dla zachowania bezpieczeństwa energetycznego kraju.

Ryzyko prawne to możliwość odpowiedzialność prawnej osób z kierownictwa kopalni za wypadki i niegospodarność.

Ryzyko geologiczne to wypadkogenne warunki geologiczne złoża (głęboko zalegające pokłady, metan, podatność na tąpnięcia).

Ryzyko ekologiczne to możliwość wystąpienia szkód górniczych oraz zanieczyszczeń powietrza, wody i gleby związanych z wydobyciem węgla oraz jego późniejszym spalaniem.

Ryzyko technologiczne to awaryjność maszyn i urządzeń górniczych oraz możliwość spowodowania przez nie wypadków.

Ryzyko wtórne społeczne to możliwość wystąpienia obszarów biedy i chronicznego bezrobocia na terenach zamieszkałych przez górników.

Ryzyko wtórne ekologiczne to utrwalone negatywne zjawiska ekologiczne towarzyszące produkcji górniczej, w szczególności wiele lat płonące hałdy, długoletnie pożary nie w pełni wybranych pokładów, zapadające się powierzchnie gruntów nad wyrobiskami górniczymi itp.

Ryzyko alternatywne to domniemanie, że brak aktywności wobec pojawiających się czynników ryzyka lub ucieczka z miejsca ich występowania spowoduje samoistną ich neutralizację, przejęcie odpowiedzialność przez kogoś innego i uniknięcie odpowiedzialności własnej. Przyjęcie takiej postawy (która w psychologii nazywa się znieruchomieniem) jest również ryzykiem i naraża daną osobę na odpowiedzialność prawną oraz finansową za brak podjęcia działań, które w danych warunkach były konieczne.

5. Zasady zarządzania ryzykiem i antyryzykiem

Analizą i redukcją ryzyka zajmują się naukowcy różnych dyscyplin wiedzy, a w szczególności ekonomiści, inżynierowie, politolodzy, wojskowi i lekarze. Dla naszych rozważań najstotniejsze są osiągnięcia pierwszych dwóch wymienionych grup.

W analizie ryzyka ekonomiści podejmują zazwyczaj następujące kierunki działań:

pozyskiwanie potrzebnej informacji oraz jej kupno,

scenariusze redukcji ryzyka,

transfer ryzyka.

Informacje to wiadomości lub komunikaty, które są istotne dla podejmowania decyzji. Informacje są prawdziwe lub nie, precyzyjne lub rozmyte, wnoszą coś nowego lub nie, są spójne ub cząstkowe, wyczerpujące lub niepełne. W tym sensie można mówić o poziomie użyteczności lub jakości informacji w odniesieniu do naszych potrzeb.

Informację można zdobyć bezpłatnie, albo kupować ją od ekspertów lub informatorów (najczęściej ankieterów). Informacja zmniejszają niepewność, a w konsekwencji pozwala lepiej zarządzać systemem w warunkach ryzyka.

Część ekonomistów zajmujących się ryzykiem traktuje informację jako towar [8] posiadający swoją wartość (cenę zakupu informacji) oraz wartość użytkową (poziom użyteczność dla nabywcy).

Redukcja ryzyka polega na lepszej alokacji posiadanych środków niż nasi konkurencji, co szczególnie ujawnia się na giełdzie. Posiadając więcej użytecznych informacji można osiągnąć większe dochody niż działający w większej niepewności konkurenci.

Zakup informacji można oceniać w kategoriach zysku. Użyteczne są do tego również modele matematyczne matematyki finansowej opracowane przez W. F. Sharpa i H. M. Markowitza [8]. Modele te sprowadzają się do określenia sposobów maksymalizacji zysku na giełdzie papierów wartościowych przy założonej stopie ryzyka.

Inną opcją minimalizacji ryzyka jest jego transfer na ubezpieczyciela czyli przeniesienie naszego ryzyka na inny podmiot – jako asekurację.

Podejmując decyzję o ubezpieczeniu godzimy się płacić określoną składkę niezależnie od tego, czy zdarzy się nam nieszczęście czy nie. W przypadku pracy bezwypadkowej nasze pieniądze (suma składek ubezpieczeniowych) są dla nas stracone. Otrzymują je jako odszkodowanie ci, którzy ponieśli szkody objęte ubezpieczeniem oraz towarzystwo ubezpieczeniowe jako dochody własne. W razie wypadku (który zdarza się rzadko, ale zazwyczaj jest finansowo dotkliwy) możemy liczyć, że dzięki ubezpieczycielowi nadal zachowamy płynności finansową.

W górnictwie dominuje ryzyko egzogeniczne. Odpowiednimi modelami mającymi na celu jego minimalizację są modele zarządzania antyryzykiem. Dominujące znaczenie ma w nich wiedza inżynierska i informatyczna, które łączy metodologia systemowa.

W modelu L. P. Jennergrena i R. L. Keeny ego „ryzyko" odnosi się do poważnych konsekwencji ujemnych, których częstość pojawiania się jest niewielka [6].

Te ujemne skutki to najczęściej utrata zdrowia lub życia ludzkiego lub awarie urządzeń, czego następstwem są poważne straty materialne.

Ci sami autorzy [6] w analizie ryzyka wyróżniają dwa etapy: szacowanie ryzyka oraz ocena jego akceptowalności. Pierwszy polega na identyfikacji możliwych niepożądanych skutków pewnych zdarzeń i przypisaniu im prawdopodobieństw pojawiania się (na ogół prawdopodobieństw subiektywnych). Metodą analityczną jest tutaj drzewo zdarzeń i drzewo błędów, ponieważ wypadki na ogół powstają w wyniku zaistnienia ciągu niepomyślnych okoliczności i błędnych ocen. Drugi etap analizy (ocena akceptowalności ryzyka) polega na społecznej ocenie, czy dane ryzyko jest małe, czy duże, w stosunku do ryzyka tego samego rodzaju, które już wielokrotnie się pojawiło (jest to metoda akceptowalności ryzyka na podstawie preferencji ujawnionych).

Inną metodą oceny akceptowalności ryzyka, podaną przez tych samych autorów [6], jest analiza ryzyka i korzyści. Polega ona na sporządzeniu wszystkich niepożądanych skutków projektu, oszacowanie prawdopodobieństw ich występowania, obliczeniu strat wywołanych tymi skutkami oraz obliczeniu wartości oczekiwanej straty związanej z całym projektem, jako sumy iloczynów strat związanych z poszczególnymi skutkami przez prawdopodobieństwo ich wystąpienia. Ocenia się, że jeśli miara korzyści przewyższy odpowiednie miary niepożądanych skutków, to projekt powinien być zaakceptowany przez społeczeństwo.

Podobny sposób rozumowania stosuje Z. T. Niczyporuk [10]. Wprowadza pojęcie „ryzyko tolerowane" ograniczając je od góry progiem ryzyka niedopuszczalnego, a od dołu progiem ryzyka akceptowalnego. Następnie dzieli wypadki przy pracy na lekkie, ciężkie, śmiertelne

i śmiertelne zbiorowe. Progami ryzyka niedopuszczalnego i ryzyka akceptowanego są wtedy odpowiednio: 10^{-1}, 10^{-2}, 10^{-3}, 10^{-4} oraz 10^{-3}, 10^{-4}, 10^{-5}, 10^{-6}. Pomiędzy tymi progami mieszczą się przedziały, które w modelach matematycznych stanowią obszar występowania zmiennych decyzyjnych. Poniżej przyjętych progów nie ma ryzyka, powyżej – prawdopodobieństwo katastrofy jest wysokie, a odbiór społeczny jej wystąpienia – bardzo negatywny. Dlatego trzeba wycofać się – możliwie najwcześniej – z zamierzonego przedsięwzięcia albo znacznie zwiększyć nakłady na bezpieczeństwo w tym obszarze.

Z kolei J. Makówka [9] podaje, że maksymalny poziom ryzyka akceptowalnego społecznie wynosi 10^{-4}, a poziom ogólnie tolerowanego ryzyka zawodowego – 10^{-3}. Poziom ryzyka śmierci górników nie różni się istotnie od innych grup zawodowych, niemniej istotne jest, aby wszędzie tam, gdzie to jest możliwe, ten poziom ryzyka minimalizować. Zarówno Z. T. Niczyporuk jak i J. Makówka w swoich modelach podają sposoby tej minimalizacji.

G. Sleziak [13] upatruje w analizie ryzyka istotny generator zmian w górnictwie australijskim, które z ekstensywnego sprzed 20 lat przekształciło się w intensywne (od około 10 lat). Analiza ta doprowadziła do zmian w przepisach górniczych, ich ujednolicenia i zintegrowania. Z całym tworzonym wtedy systemem zarządzania i samoregulacji. Doprowadziło to do wyraźnej poprawy efektywności produkcji całej branży, a tani węgiel australijski, pomimo znacznej geograficznej odległości, jest konkurencyjny dla węgla polskiego w krajach Unii Europejskiej.

Zagadnienie profilaktyki przeciwwypadkowej podejmuje J. Hansel [5], wprowadzając pojęcie nadmiarów bezpieczeństwa. Autor rozróżnia 12 ich rodzajów i wykazuje, że za ich pomocą można osiągnąć wymagany poziom bezpieczeństwa dowolnego obiektu technicznego.

Z kolei ryzyko autor określa jako iloczyn prawdopodobieństwa wystąpienia niepożądanego zdarzenia i miary jego skutków.

W pracach o sposobach minimalizacji ilości i skutków wypadków pojęcie „ryzyko" nie zawsze jest definiowane i nie zawsze używane. Zastępuje je wówczas słowo „zagrożenie". Tak jest na przykład w artykule N. Szlązaka [14] omawiającym wpływ odmetanowania kopalni na zwiększenie bezpieczeństwa robót podczas prac likwidacyjnych. Z powyższej prezentacji widać, że ryzyko nie jest rozumiane jednolicie – nawet w obrębie tej samej dyscypliny nauki. Niemniej jego określenie oraz praktyczne konsekwencje danego ujęcia wnoszą istotne elementy do rozszerzenia zbioru reguł zarządzania w warunkach nietypowych, a w szczególności burzliwych, które omawia twórca nowoczesnych reguł zarządzania – amerykański ekonomista P. Drucker [1].

Wymienione wcześniej 14 rodzajów ryzyka na ogół nie stanowią opcji równoległych, ale występują w systemie pewnych łańcuchów ze sprężeniami zwrotnymi. Na przykład opanowanie ryzyka wypadkowego i ryzyka martekingowego niweluje przyczyny powstania ryzyka finansowego i społecznego. Pomocnym narzędziem w sferze instytucjonalnej może być powołanie Górniczych Agend Zarządzania Antyryzykiem, A w sferze analiz i wspomaganiem decyzji – komputerowa baza danych.

W pracy A. Lipowczana [11] podane są zasady funkcjonowania komputerowego programu wspomagającego działanie działów BHP, którego opcje zawierają akty prawne, charakterystyki liczbowe i graficzne stanowisk pracy oraz bazy liczbowe zjawisk wcześniej zarejestrowanych odpowiadającymi im programami zjawisk przyszłych. Dzięki temu decyzje osób odpowiedzialnych za bezpieczeństwo mogą być szybsze i uwzględnić więcej uwarunkowań niż może zapamiętać pojedyncza osoba.

Autor twierdzi że tam, gdzie odpowiednia baza informatyczna funkcjonuje, tam ilość wypadków zmniejszyła się w stosunku do stanu wcześniejszego.

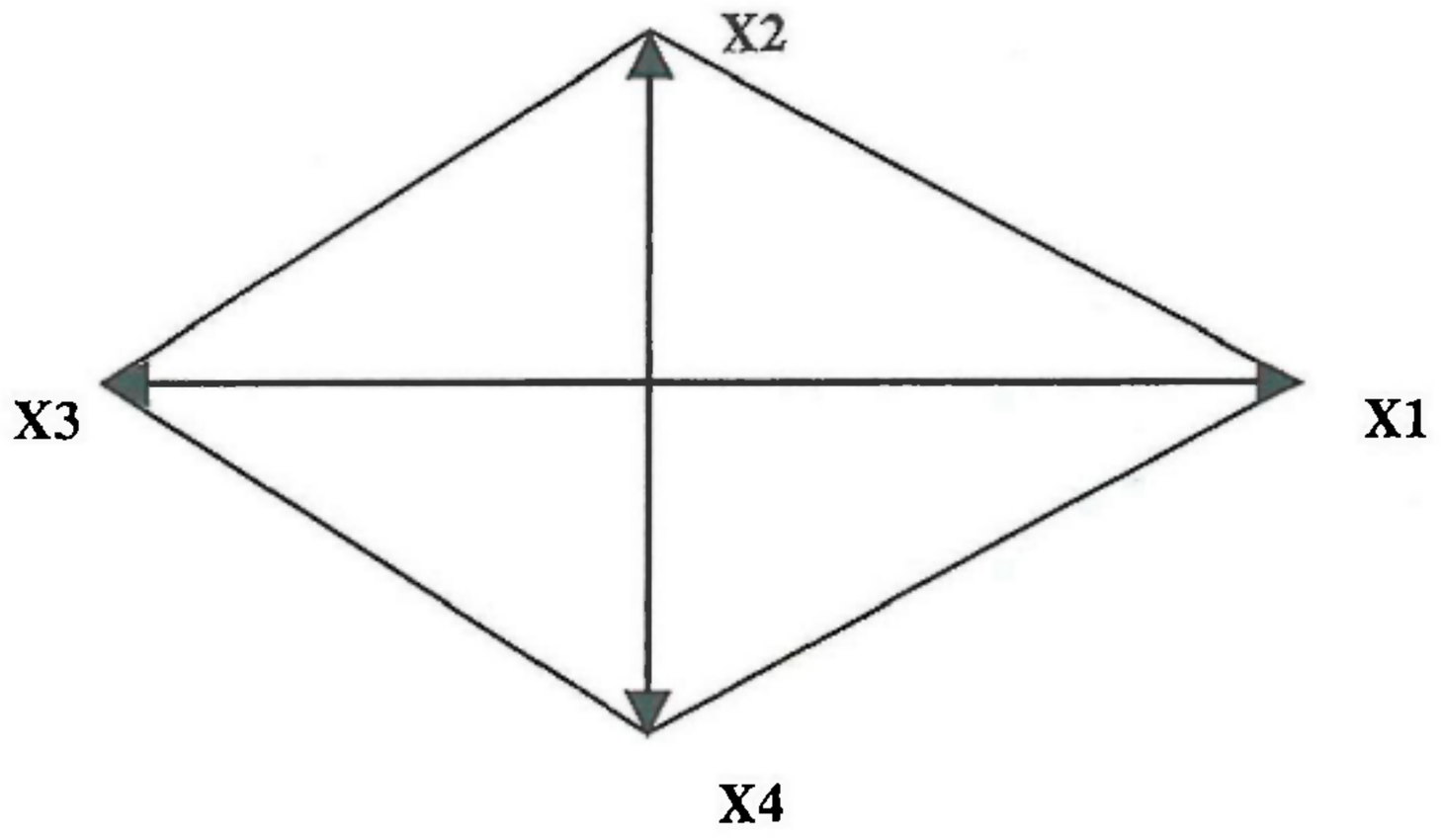
Podobne bazy danych mogą istnieć dla wymienionych 14 rodzajów ryzyka, a sprężenia pomiędzy nimi powinny być opracowane przez właściwą dla danej kopalni Górniczą Agendę Zarządzania Antyryzykiem.

6. Modele statystyczne i model sieci neuronowych.

6.1. Model gwiazdowy

W pakiecie Statgraphics, w procedurze Star Symbol Plot (STAR), można otrzymywać wykresy wielokątne typu „gwiazda", wizualizując każdą obserwację statystyczną, składającą się z wielu cech. Każda obserwacja wieloparametrowa jest portretowana w postaci osobnego rysunku. Wtedy można porównywać podobne przypadki, albo śledzić ciąg zmieniających się w czasie cech tego samego zjawiska.

W przypadku ryzyka wypadkowego typowym wykresem gwiazdowym może być rysunek 6.1, charakteryzujący ryzyko od strony wejścia, czyli portretujący jego przyczyny.



Rys. 6.1. Wykres gwiazdowy ilustrujący przyczyny wypadku
Fig. 6.1. The star diagram of accident's result

Oznaczenia:

X1 – prawdopodobieństwo zajścia danego zdarzenia wypadkowego w danej kopalni w ciągu roku, określone w skali porządkowej,

X2 – ekspercka ocena przepisów o bezpieczeństwie pracy (ich celowości, wykonalności i spójności), wyrażona w skali porządkowej,

X3 – instytucjonalna ocena dyscypliny realizacyjnej obowiązujących przepisów, wyrażona w skali porządkowej,

X4 – poziom wiarygodności i kompletności baz danych w ocenie eksperckiej, wyrażona w skali porządkowej.

Skala porządkowa może być na przykład 5-cio stopniowa i wyrażać:
1 – poziom słabo zauważalny,
2 – poziom niski,

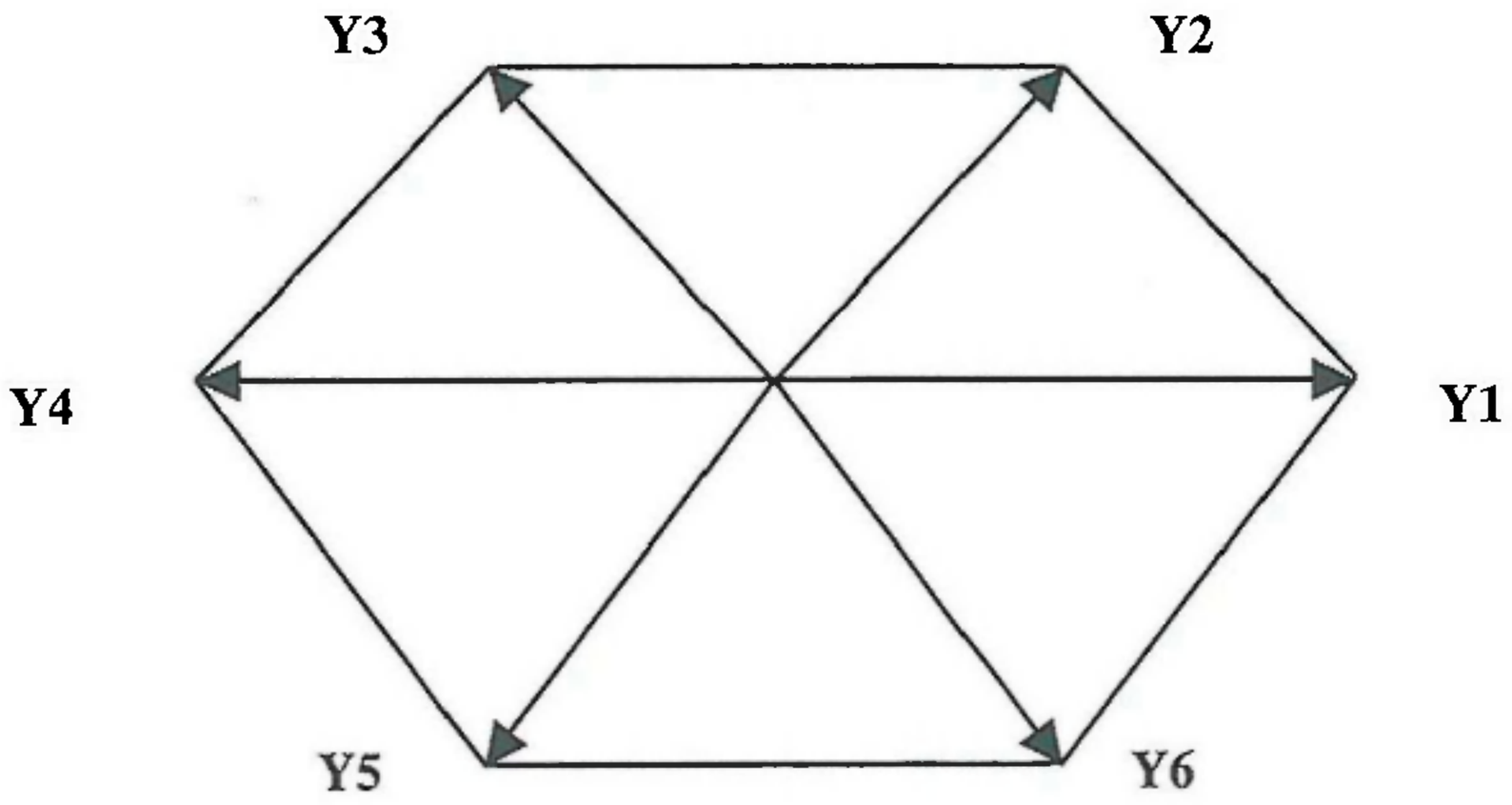
3 – poziom średni,
4 – poziom wysoki,
5 – poziom alarmowy.

Na przykład dla ryzyka wypadkowego zmienna X1 może określać poziomy prawdopodobieństwa zgodnie z propozycjami podanymi przez T. Niczyporuka [10] (< 10^{-6}, 10^{4}÷10^{-6}, 10^{-3} ÷10^{-5}. 10^{-2}÷10^{-4}, 10^{-1}÷10^{-3}). Podobnie zmienna X2 na poziomie 1 oznaczać będzie, że nie ma niezgodności objawów danej sytuacji z obowiązującymi przepisami, a dla poziomu 5 – alarmujących stopni przekraczania przepisów. Analogicznie można określić poziomy przyczyn ryzyka dla zmiennych X3 i X4.

Ilość zmiennych X i nie musi wynosić 4, jak na rysunku. Zmienne X2, X3 i X4 można dezagregować i w ten sposób gwiazda ta może mieć nawet kilkanaście kątów, jeśli takie będą potrzeby analizy. Podobnie poziomy ryzyka (skala porządkowa) mogą mieć więcej lub mniej stopni.

Jeżeli portretowanie przyczyn ryzyka będzie mieć niezmienne poziomy i niezmienną ilość zmiennych, wówczas pola odpowiednich gwiazd będą określać skumulowany poziom zagrożenia, przedstawiony poglądowo, więc łatwy w odczytywaniu.

Podobnie można sportretować skutki realizacji negatywnych zdarzeń, czyli „wyjście" z bloku ryzyka. Ilustruje to rysunek 6.2.



Rys. 6.2. Wykres gwiazdowy ilustrujący skutki ryzyka wypadkowego
Fig. 6.2. The star diagram of accident's risk

Oznaczenia:

Y1 – ilość osób poszkodowanych
Y2 – wielkość sumy odszkodowań
Y3 – ilość straconych (dla produkcji) roboczogodzin górników związana z wypadkiem
Y4 – ilość straconych dni pracy dozoru górniczego w związku z wypadkiem i czynnościami dochodzeniowo – śledczymi
Y5 – koszt prac służb ratowniczych
Y6 – szacowany koszt ryzyka wtórnego

Wielkość Yj, podobnie jak wielkość Xi, można wyrazić w skali porządkowej, w stopniach, na przykład od 1 do 5. Umożliwi to porównywanie wypadków tego samego rodzaju. Wykresy

gwiazdowe <Yj> mogą być dwojakiego rodzaju: prognostyczne <YPj> oraz faktyczne <YFj>. Wykresy prognoz <YPj> w realizacji z wykresami przyczyn < Xi> mogą stanowić podstawę informatycznego wspomagania decyzji w warunkach ryzyka. Wykresy powypadkowe <YFj> będą stanowiły bazę danych statystycznych.

6.2. Model sieci neuronowej

W przypadku konieczności podejmowania szybkich decyzji, kiedy człowiek – z racji powolnego tempa fizjologii procesów podejmowania decyzji – nie nadąża za zmianami ryzykownej sytuacji, można wykorzystać sieć neuronową zaproponowaną przez R. Tadeusiewicza [15].

Sieć można nauczyć rozpoznawać zmiany zachodzące w środowisku objętym sterowaniem oraz podejmowania typowych decyzji, śledząc na przykład ciągi wykresów gwiazowych XTj oraz YPTj, gdzie Xtj oznacza ciąg czasowy wykresów „wyjściowych" Xj a YPTj odpowiadający im ciąg prognoz.

Dla potrzeb modelu sieci neuronowej gwiazdy wejściowe Xi powinny posiadać więcej składowych „i" niż podano na rysunku 6.1, ponieważ sieć, chociaż pracuje podobnie jak ludzki mózg, nie" zrozumie" nadmiernej agregacji, natomiast nie będzie stanowiło dla niej problemu rozpoznawanie i analizowanie nawet kilkudziesięciu składowych wejściowych.

Rozpoznawanie „wejść" Xi oraz „wyjść" Yj w podanym modelu najlepiej dokonać używając sieci rekurencyjnej [15]. W przypadku neuronów liniowych zbiór sygnałów wyjściowych X (które są wektorem o składowych Xi) oraz współczynników wagowych W (reprezentujących wiedzę, którą neuron zdobywa w procesie uczenia się) wiąże ze zbiorem sygnałów wyjściowych Y (określających działanie neuronu, a więc docelowo wektor prognoz YP) następujący wzór:

$$Y = W^{T} \cdot X \tag{6.1}$$

Pojedynczy neuron może rozpoznawać pewną klasę wektorów wejściowych, które są podobne do jego wektora wag. Sygnalizuje wtedy rozpoznanie zwiększając sygnał wyjściowy.

Uczenie się przez sieć neuronową podejmowania decyzji może odbywać się w wyniku minimalizacji funkcji błędu, którą może być funkcja Q znana z metody najmniejszych kwadratów [15].

$$Q = \frac{1}{2}\sum_{J=1}^{N}(z^{(J)} - y^{(j)})^2 \tag{6.2}$$

gdzie:

$$y^{(j)} = \varphi \cdot \left(\sum_{i-0}^{n} \omega i^{(j)} \cdot xi^{(j)} \right) \tag{6.3}$$

W powyższym wzorze zmienna $z^{(j)}$ oznacza wymaganą odpowiedź neuronu w j-tym kroku.

Dla j-go kroku funkcja Q, adoptowana dla potrzeb procesu uczenia się sieci, przyjmuje postać [15]:

$$Q^{(j)} = \frac{1}{2}(z^{(j)} - y^{(j)})^2 \tag{6.4}$$

Dla danej miary błędu Q wprowadza się poprawkę wektora wag ΔW metodą gradientową, co prowadzi do standardowej techniki uczenia się sieci neuronowej [15].

Aby móc wykorzystać sieci neuronowe w procesach zarządzania ryzykiem (na przykład wypadkowym) w kopalniach należy posiadać szczegółowe i wieloletnie bazy danych i przeanalizować (metodami symulacyjnymi) różne scenariusze możliwych zdarzeń oraz odpowiednie techniki podejmowania decyzji. Te doświadczenia można dopiero przenieść na sieć i nauczyć ją zachowywać się podobnie jak człowiek w analogicznych sytuacjach. Wykresy gwiazdowe wejść i wyjść bloku z ryzykiem, sterowanego przez taką sieć, mogą mieć znacznie więcej składowych niż zaznaczono to na rysunku 6.1 i 6.2, przez co uniknie się ich nadmiernej agresji. Dla samej sieci nie będzie to stanowiło większego problemu, ponieważ w porównaniu z możliwościami współczesnej techniki przetwarzania obrazów (dla których sieci neuronowe są najczęściej wykorzystywane), nie są one skomplikowane.

6.3. Model ubezpieczeniowy

Dla zminimalizowania skutków ryzyka wypadkowego w kopalniach węgla można zaproponować model statystyczno – informatyczny funkcjonujący w ubezpieczeniach. Modele tego rodzaju w ostatnich latach są przedmiotem intensywnego rozwoju teoretycznego, a towarzystwa ubezpieczeniowe szybko wdrażają je do praktyki.

Wyniki badań różnych ośrodków akademickich, związanych z nauczaniem przedmiotem „Matematyka finansowa i ubezpieczeniowa", różnią się miedzy sobą zestawami założeń i zbiorami celów do osiągnięcia, podawanymi przez ich autorów.

Ze względu na wysoki stopień korelacji wyników teoretycznych z praktyką wdrożeń przedstawiona zostanie idea takiego modelu opracowanego przez Z. Cięciwę [2], który to model może być zaadoptowany również dla potrzeb ryzyka wypadkowego w kopalniach.

Wejściem tego modelu jest rozkład prawdopodobieństwa wydatków na każdą polisę f(z) oraz funkcja użyteczności towarzystwa ubezpieczeniowego **U** (**a**, **z**), gdzie „a" jest parametrem określającym awersję do ryzyka. Wyjściem jest wielkość składki **P** (**a**, μ, δ).

Rozkład logarytmiczno – normalny opisuje zjawiska masowe, które posiadają małe wartości w dużej liczbie przypadków oraz wartości duże w małej liczbie przypadków. Tak jest na przykład z wypadkami samochodowymi (duża liczba typowych „stłuczek", a mała liczba poważnych wypadków). Podobnie jest z wypadkami w kopalniach, gdzie wypadki lekkie zdarzają się relatywnie często, a wypadki cięższe – relatywnie rzadko. Rozkład ten jest asymetryczny, ale po zlogarytmowaniu wartości zmiennej losowej otrzymuje się z niego rozkład normalny (symetryczny i dobrze opisany w statystyce matematycznej).

Rozkład logarytmiczno – normalny w odniesieniu do wydatków osób ubezpieczających się opisuje następująca funkcja gęstości:

$$f(z) = \frac{1}{2\delta\sqrt{2\pi}} \cdot \exp\left(-\frac{(luz - \mu)^2}{2\delta^2} \right) \tag{6.5}$$

gdzie:

z – wydatki na każdą polisę

μ – wartość średnia

δ - odchylenie standardowe

Funkcja użyteczności towarzystwa ubezpieczeniowego przyjmuje postać [2]:

$$U(x) = \frac{1}{a}(1 - e^{-ax}), \quad a > 0 \tag{6.6}$$

gdzie:

a – awersja do ryzyka

x – ilość polis

Teoretyczna wysokość składki ubezpieczeniowej płaconej przez klientów towarzystwa ubezpieczeniowego jest punktem równowagi pomiędzy jego awersją indywidualną do ryzyka, a awersją do ryzykownego ubezpieczyciela i określa ją wzór:

$$P = \exp\left(\mu + \frac{a}{2} \cdot \delta^2 \right) \tag{6.7}$$

Dla ubezpieczenia OC w latach 1990-98 wartość „a" wynosiła średnio 1.1 i mieściła się w przedziale (1.1 ÷ 2.3).

Ryzyko wypadkowe występujące w kopalniach węgla spełnia założenia naszkicowanego modelu zarówno jeśli chodzi o typ rozkładu wypadków jak i o parametr „a" określający awersję do ryzyka (gdyby kopalnie zdecydowały się na ubezpieczenie wypadków na swoim terenie w którymś z towarzystw ubezpieczeniowych).

Szczegółowa analiza problemu ubezpieczenia ryzyka wypadkowego przekracza ramy niniejszego artykułu. Można tylko wskazać, że za takim rozwiązaniem przemawiałyby rygory zewnętrznych kontroli stanu bezpieczeństwa oraz obniżki składek dla tych kopalń, w których wypadki zdarzałyby się najrzadziej. Przeciwko – uciążliwości zewnętrznych kontroli dezorganizujących normalny cykl pracy. Wyjściem kompromisowym mogłoby być powołanie na szczeblu Spółek Węglowych odpowiednich Agend Ryzyka, Antyryzyka i Ubezpieczenia (ARAU), które koordynowały by zarządzanie ryzykiem i antyryzykiem w kopalniach oraz posiadały prawa i obowiązki górniczego ubezpieczyciela (z pobieraniem składek i wypłacaniem odszkodowań włącznie).

7. Modele matematyczne

7.1. Model nadmiarowy

W modelu nadmiarowym [por. 4] minimalizuje się przyczyny ryzyka oraz jego skutki w niektórych tylko, ale najistotniejszych, jego ogniwach. Wytłumienie przyczyn ryzyka w tych właśnie ogniwach czyni cały obszar zagrożony ryzykiem bardziej bezpiecznym [por. 14].

W monografii [3] określone zostały wektory potencjalnych możliwości ryzyka R, potencjalnych możliwości antyryzyka A oraz potencjalnego ryzyka zredukowanego V. Wyrażają one podstawowe cechy składowe każdego zagrożenia. Minimalizacja wszystkich składowych wektora R wymagałaby poniesienia nadmiernych i niepotrzebnych kosztów. Można tego uniknąć poprzez minimalizację tylko niektórych, wybranych składowych tego wektora.
Wektor R posiada 7 składowych:

$$R = [\, R1, R2, ..., R7 \,] \tag{7.1}$$

gdzie:

- R1 – przewidywane prawdopodobieństwo zdarzenia się wypadku,
- R2 – maksymalny spodziewany poziom erupcji,
- R3 – przewidywany czas trwania erupcji,
- R4 – przewidywany obszar zagrożenia,
- R5 – przewidywane straty finansowe w przypadku zdarzenia się wypadku,
- R6 – przewidywane szkody poza finansowe (dotyczące zdrowia i życia ludzi),
- R7 – przewidywane straty społeczne.

Podobnie wektor potencjalnych możliwości antyryzyka posiada 7 składowych

$$A = [\, A1, A2, ...A7 \,] \tag{7.2}$$

gdzie:

- A1 – szansa zmniejszenia prawdopodobieństwa zaistnienia wypadku (profilaktyka),
- A2 – podniesienie odporności chronionego obiektu na dany rodzaj i siłę zagrożenia,
- A3 – monitoring wypadkowy, sprawność działań ratowniczych,
- A4 – wielkość obszaru, z którego zagrożenie może zostać usunięte w wyniku działań profilaktycznych lub ewakuacji,
- A5 – ubezpieczenia wypadkowe,
- A6 – skuteczność ratownictwa medycznego,
- A7 – profilaktyka redukująca skutki społeczne ryzyka.

Wektor potencjalnego ryzyka zredukowanego przyjmie wtedy postać

$$V = [\, V1, V2, ... V7 \,] \tag{7.7}$$

a jego składowe

$$Vi = Ri - Ai \tag{7.4}$$

Strategia antyryzyka, przy tak określonych wektorach R,A i V, będzie polegała na konstrukcji drzewa zdarzeń [6], przypisanie mu odpowiednich prawdopodobieństw w każdym węźle oraz kosztów działania antyryzyka w tym węźle. Minimalizacja wybranych składowych wektora R polegać będzie na maksymalizacji odpowiednich składowych wektora A poprzez obniżenie odpowiednich prawdopodobieństw
i racjonalizacji kosztów profilaktyki.

7.2. Model efektywnościowy

Jeżeli kopalnia lub spółka węglowa przydziela corocznie fundusze na działania antyryzyka, to dla określenia ich efektywnego wykorzystania, można je z kolei podzielić na sferę strategiczną, profilaktyczną, operacyjną i ubezpieczeniową, co określa następujący wzór

$$F = F \cdot \alpha_S + F \cdot \alpha_P + F \cdot \alpha_O + F \cdot \alpha_U \tag{7.5}$$

gdzie

α_S – współczynnik udziału nakładów na długookresowego planowania strategicznego,

α_P – współczynnik udziału wkładów na działalność profilaktyczną,

α_O – współczynnik udziału nakładów na działalność operacyjną (głównie ratownictwo),

α_U – współczynnik udziału równej składki ubezpieczeniowej w funduszu ryzyka.

Współczynniki α_S , α_P , α_O , α_U powinny spełniać związki

$$\alpha_S \geq 0,\ \alpha_P \geq 0,\ \alpha_O \geq 0,\ \alpha_U \geq 0 \tag{7.6}$$
$$\alpha_S + \alpha_P + \alpha_O + \alpha_U = 1$$

Jeżeli przez βs, βp, βo i βu oznaczamy odpowiednio efektywności nakładów poniesionych w sferze strategicznej, profilaktycznej i ubezpieczeniowej (w przypadku, gdy kopalnie zdecydują się na ubezpieczenie wypadkowe), wówczas można przeprowadzić symulację (na postawie prognoz) redukcji prawdopodobieństwa powstania ryzyka oraz minimalizacji ewentualnych strat, gdyby erupcja tego ryzyka nastąpiła.

Efekty tych zabiegów można określić wzorem

$$G = F \cdot \alpha_S \cdot \beta_S + F \cdot \alpha_P \cdot \beta_P + F \cdot \alpha_O \cdot \beta_O + Uw - U \tag{7.7}$$

gdzie:

Uw – suma wypłat odszkodowań wypłacanych przez ubezpieczyciela,

U – suma składek ubezpieczeniowych płaconych przez kopalnię.

Sporządzając kilka scenariuszy spodziewanego wystąpienia ryzyka informatyczna baza danych pozwoli wybrać najlepszy wariant rozdysponowania funduszy F, czyli określi współczynniki α_S , α_P , α_O i α_U

Współczynniki βs, βp, βo można określić na podstawie analiz eksperckich. Jeżeli w danej kopalni analizie prognostycznej poddamy kilka rodzajów ryzyka (z 14 poprzednio wymienionych), wówczas wzór 14 przyjmie postać

$$G = \sum_{i=1}^{n} F \cdot \alpha_{si} \cdot \beta_{si} + \sum_{i=1}^{n} F \cdot \alpha_{pi} \cdot \beta_{pi} + \sum_{i=1}^{n} F \cdot \alpha_{oi} \cdot \beta_{oi} + Uw - U \qquad (7.8)$$

gdzie „i" oznacza rozpatrywaną ilość rodzajów ryzyka, na które narażona jest dana kopalnia. Szczególnie ważne jest uwzględnienie w tym wzorze ryzyka alternatywnego, czyli skalkulowanie, co się stanie, jeśli nie przewidujemy wcześniej żadnych przeciwdziałań (antyryzyka) w przypadku, jeśli prawdopodobieństwo zajścia niekorzystnego przypadku jest istotne.

8. Podsumowanie

Skomplikowana natura ryzyka może być modelowana w informatycznych bazach danych jako opcje odnoszące się do sklasyfikowanych w artykule 14 jego rodzajów oraz opcjach statystycznych i matematycznych. Na tej podstawie decydent działający w warunkach niestabilności systemu (ryzyka) może łatwiej podjąć właściwy ciąg działań, niż mógłby to zrobić działając intuicyjnie. Analiza ryzyka może również poprawić zarządzanie w całym górnictwie.

W artykule najwięcej uwagi poświęcono analizie bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla kamiennego. Bezpieczeństwo to może poprawić informatyczna baza danych i efektywnościowe modele statystyczne i matematyczne. Dzięki temu można lepiej rozdysponować fundusze przewidziane na działalność antyryzyka. Jednocześnie analiza modelu ryzyka wypadkowego pozwoli, przez analogię, wyciągnąć praktyczne wnioski odnośnie zarządzania pozostałymi rodzajami ryzyka i antyryzyka.

Literatura

[1] Drueker P., 1994: Zarządzanie w czasach burzliwych, Wydawnictwo Akademii Ekonomicznej, Kraków.

[2] Cięciwa Z.,2001: Próba wyznaczenia awersji do ryzyka towarzystw ubezpieczeniowych [w:] Waszkiewicz W. (red.), Współczesne metody zarządzania przedsiębiorstwem, Wydział Zarządzania AGH, Kraków.

[3] Gil Z., 2001: Zarządzanie ryzykiem i antyryzykiem w działalności gospodarczej.i społecznej, Rozprawy i monografie, AGH Kraków.

[4] Gil Z., 1995: Tendencje kreatywne i dyssypatywne w gospodarce w okresie transformacji systemowej, [w:] Zastosowanie metod matematycznych w nauce.i technice, AGH, Kraków.

[5] Hansel J., 2001: Kształtowanie bezpieczeństwa kopalń za pomocą nadmiarów bezpieczeństwa,[w:] Szkoła Eksploatacji Podziemnej, PAN, Kraków.

[6] Jennergren L.P., Keeney R.L., 1985: Metody oceny ryzyka [w:] Findeisen, Analiza systemowa – podstawy i metodologia, PWN Warszawa.

[7] Kendall R., 2000: Zarządzanie ryzykiem dla menadżerów, Wyd. Liber, Warszawa.
[8] Kowalik P., 2002: Modele redukcji ryzyka w zarządzaniu portfelem papierów wartościowych uwzględniając zakup informacji, Rozprawa doktorska AGH, Kraków.
[9] Makówka J., 2002: Górnik jako zawód podwyższonego ryzyka [w:] Szkoła Eksploatacji Podziemnej, PAN, Kraków.
[10] Niczyporuk Z., 1998: Granice ryzyka a bezpieczeństwo pracy w nowych technologiach [w:] Szkoła Eksploatacji Podziemnej, PAN, Kraków.
[11] Lipowczan A., 1998: Komputerowe wspomaganie zarządzania bezpieczeństwem pracy w kopalniach [w} Szkoła Eksploatacji Podziemnej, PAN, Kraków.
[12] Patterson R., 1999: Kompedium terminów bankowych, Wyd. Business Press, Warszawa.
[13] Sleziak G., 1998: Zastosowanie analizy ryzyka w ocenie warunków pracy.w górnictwie australijskim [w:] Szkoła Eksploatacji Podziemnej, PAN, Kraków.
[14] Szlązak N., Obracaj D., Borowski M., 2001: Odmetanowanie kopalni jako sposób zwiększenia bezpieczeństwa robót podczas likwidacji [w:] Szkoła Eksploatacji Podziemnej, PAN, Kraków.
[15] Tadeusiewicz R., 1998: Elementarne wprowadzenie do techniki sieci neuronowych z przykładowymi programami, Akademicka Oficyna Wydawnicza PLJ, Warszawa.

Qualitative and quantitative risk models in mining

Abstract

The article presents qualitative and quantitative models of risk in the mining industry and 14 types of risk which differ according to the source of risk and the direction of its possible consequences. A special emphasis has been put on accident risk or, in other words, the risk in the area of wor safety. The quanitativ models include two statistical models, one neural network model and two mathematical ones. Three out of these five models are orignal ideas of author whereas the remaning two have been developed as adeptations of models used outside mining in other fields (an insurance model and neural network model).

Recenzent: dr inz. Andrzej Hebda

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 305–318

Andrzej HEBDA
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków, hebda@agh.edu.pl

Wykorzystanie ilościowej analizy ryzyka zawodowego w praktyce kopalnianej

Słowa kluczowe

Ilościowa analiza ryzyka-wypadki przy pracy-ubezpieczenia.

Streszczenie

W referacie przedstawiono wybrane zagadnienia związane z wykorzystaniem wyników oceny ryzyka zawodowego w przedsiębiorstwach ze szczególnym uwzględnieniem ilościowych metod oceny. Omówiono program komputerowy ułatwiający wykorzystanie wyników oceny ryzyka do przygotowywania szkoleń pracowników oraz różnorodnych analiz. Przedstawiono ilościową metodę oceny ryzyka oraz możliwości jej zastosowania do oceny skuteczności środków profilaktycznych. Ponieważ wspomniana ilościowa metoda oceny ryzyka pozwala również na określanie ekonomicznego rozmiaru ryzyka, w części ostatniej referatu podjęto dyskusję o sposobach określania wpływu ryzyka zawodowego na wyniki ekonomiczne przedsiębiorstwa oraz na podstawy ekonomiczne podejmowania decyzji o działaniach zapobiegających zagrożeniom.

Wprowadzenie

Wprowadzenie przepisów nakładających obowiązek na przedsiębiorstwa dokonywania oceny ryzyka zawodowego występującego na stanowiskach pracy oraz konsekwentne wymaganie realizacji tych przepisów przez instytucje nadzorujące przestrzeganie prawa pracy, spowodowało, że w zakładowe służby bezpieczeństwa pracy powszechnie podejmowały działania w tym zakresie. Wydane równolegle ze wspomnianymi przepisami normy, określają dość ogólnie metodykę oceny ryzyka zawodowego, wykazują jednak ogromną przydatność w zakresie ujednolicenia rozumienia podstawowych pojęć związanych z ryzykiem zawodowym. Ponieważ ani powołane przepisy ani normy, nie wskazują szczegółowo metodyki wykonywania oceny ryzyka zawodowego, w tym zakresie dobierano sposoby rozwiązywania tego problemu w zakładach pracy z dużą swobodą. Wydaje się, że w ogromnej większości przedsiębiorstw ocenę ryzyka zawodowego wykonywano przy zastosowaniu opisowego (jakościowego) ujęcia zarówno prawdopodobieństwa powstania szkody na zdrowiu jak i wielkości szkody. W szczególności stosowano często wskaźnikowe metody oceny ryzyka, jak na przykład metodę znaną pod nazwą Risk Score [Skuza 1998]. Metody wykorzystujące ilościowe sposoby określania prawdopodobieństwa powstania szkody na zdrowiu stosowane były w przedsiębiorstwach sporadycznie [Hebda i Opalski 2002], należy jednak podkreślić, że szeroko podjęto prace badawcze

w tym zakresie, co znalazło swoje odbicie w szeregu publikacjach, miedzy innymi również w Materiałach Szkoły Eksploatacji.

Celem referatu jest przedstawienie wybranych zagadnień związanych z wykorzystaniem wyników oceny ryzyka zawodowego w przedsiębiorstwach ze szczególnym uwzględnieniem ilościowych metod oceny. W referacie nie zajęto się informowaniem pracowników o ryzyku zawodowym, uważając, że jest to temat dostatecznie przedyskutowany i ogólnie znany. Omówiono natomiast program komputerowy ułatwiający wykorzystanie w zakładzie górniczym wyników oceny ryzyka między innymi właśnie do informowania pracowników. Przedstawiono również ilościową metodę oceny ryzyka oraz możliwości, które stwarza w kopalni do oceny skuteczności proponowanych środków profilaktycznych. Ponieważ wspomniana ilościowa metoda oceny ryzyka pozwala również na określanie ekonomicznego rozmiaru ryzyka, w części ostatniej referatu podjęto dyskusję o sposobach określania wpływu ryzyka zawodowego na wyniki ekonomiczne przedsiębiorstwa oraz na podstawy ekonomiczne decyzji o działaniach zapobiegających zagrożeniom.

2. Podstawowe cele wykonywania oceny ryzyka zawodowego w przedsiębiorstwie – niektóre problemy i ułatwienia w ich realizacji

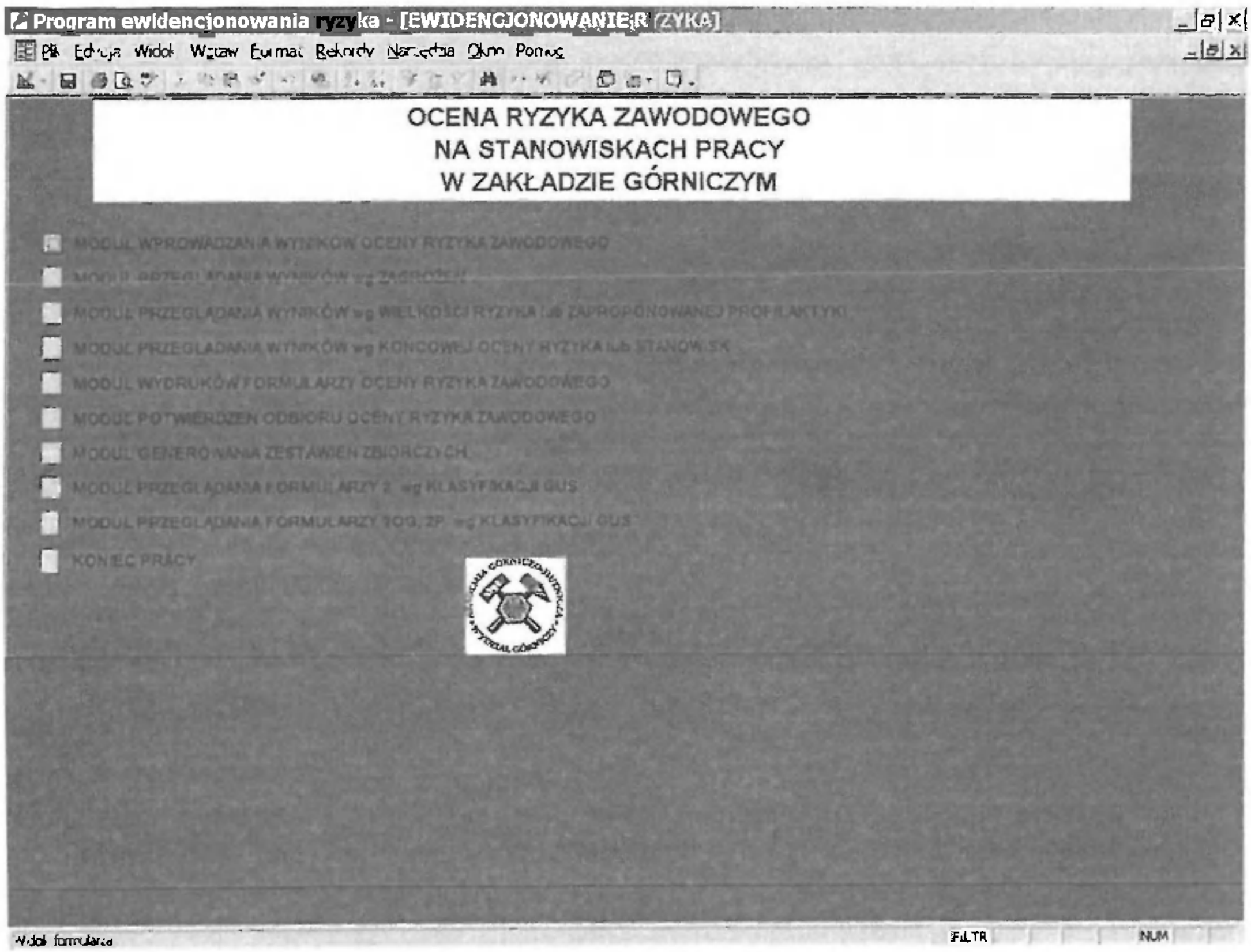
Wydaje się, że ocena ryzyka zawodowego, wykonywana na podstawie wspomnianych wyżej przepisów, przede wszystkim powinna służyć profilaktyce wypadkowej i chorobowej przez umożliwienie określenia zagrożeń, dla których ryzyko zawodowe jest niedopuszczalnie wysokie – co pociąga za sobą obowiązek jego obniżenia przez podjęcie środków odpowiednio oddziałujących na zagrożenie. Wspomniane przepisy mocno również podkreślają, że celem oceny ryzyka zawodowego jest zaznajomienie pracowników z tą oceną dla zagrożeń, które mogą spotkać na swoim stanowisku pracy a także przygotowanie dokumentacji do wykorzystania w różnorodnych działaniach dobrze rozumianej biurokracji przedsiębiorstwa. Wydaje się, że dopiero badania wykonane po upływie pewnego czasu od wykonania oceny ryzyka zawodowego mogą odpowiedzieć na pytanie, które zastosowane metody oceny ryzyka zawodowego spełniły i w jakim stopniu pokładane w nich oczekiwania.

Niezależnie jednak od rodzaju metody oceny ryzyka zawodowego, dużą trudność w wykorzystaniu wyników tej oceny stanowi ilość przygotowanych w trakcie oceny dokumentów. W przeciętnej wielkości kopalni węgla kamiennego liczba stanowisk, dla których należy wykonać ocenę ryzyka zawodowego wynosi około 150. Dla każdego stanowiska należy ocenić pewną liczbę zagrożeń. Oczywiście rodzi się pytanie dla ilu zagrożeń na stanowisku należy ocenić wielkość ryzyka? Na takie pytanie trudno odpowiedzieć, szczególnie wykonując pierwszy raz ocenę ryzyka w przedsiębiorstwie – wiadomo, że *wszystkie* zagrożenia na stanowisku jest bardzo trudno ocenić ze względu choćby na czas, który musiałby być na takie zadanie przeznaczony. Przyjmując, przykładowo, że ocena ryzyka zawodowego została wykonana dla 25 zagrożeń na każdym stanowisku pracy oraz dla każdego zagrożenia została wykonana „Karta oceny zagrożenia", to po skończeniu prac otrzymujemy dokumentację liczącą 3750 stron, bez stron tytułowych, spisów treści, zestawień zbiorczych, itd. Taka ilość materiału może ze względów technicznych uniemożliwić rozsądne wykorzystanie czasem ogromnie cennych informacji o zagrożeniach i ich charakterystykach. Wskazany problem, jak wspomniano ma charakter tylko techniczny, ale zostaje przedstawiany w referacie dlatego, ponieważ jest problemem jak się wydaje częstym, a jego rozwiązanie jest możliwe poprzez przygotowanie od-

powiedniego programu komputerowego umożliwiającego ewidencję i analizę uzyskanych wyników. Krótki opis takiego programu zostaje przedstawiony poniżej.

Pogram komputerowy "Ewidencjonowanie ryzyka" został opracowany w celu archiwizacji wyników oceny ryzyka zawodowego oraz umożliwienia wykonania różnorodnych analiz tych wyników. Program może być również wykorzystywany do ułatwienia przygotowania dokumentacji dla informowania pracowników o ryzyku zawodowym, zgodnie z obowiązującymi przepisami.

Program komputerowy "Ewidencjonowanie ryzyka" składa się z modułów przedstawionych na rys. 2.1.



Rys. 2.1. Wygląd ekranu przedstawiający główny panel programu
Fig. 2.1. The Main Window of the program

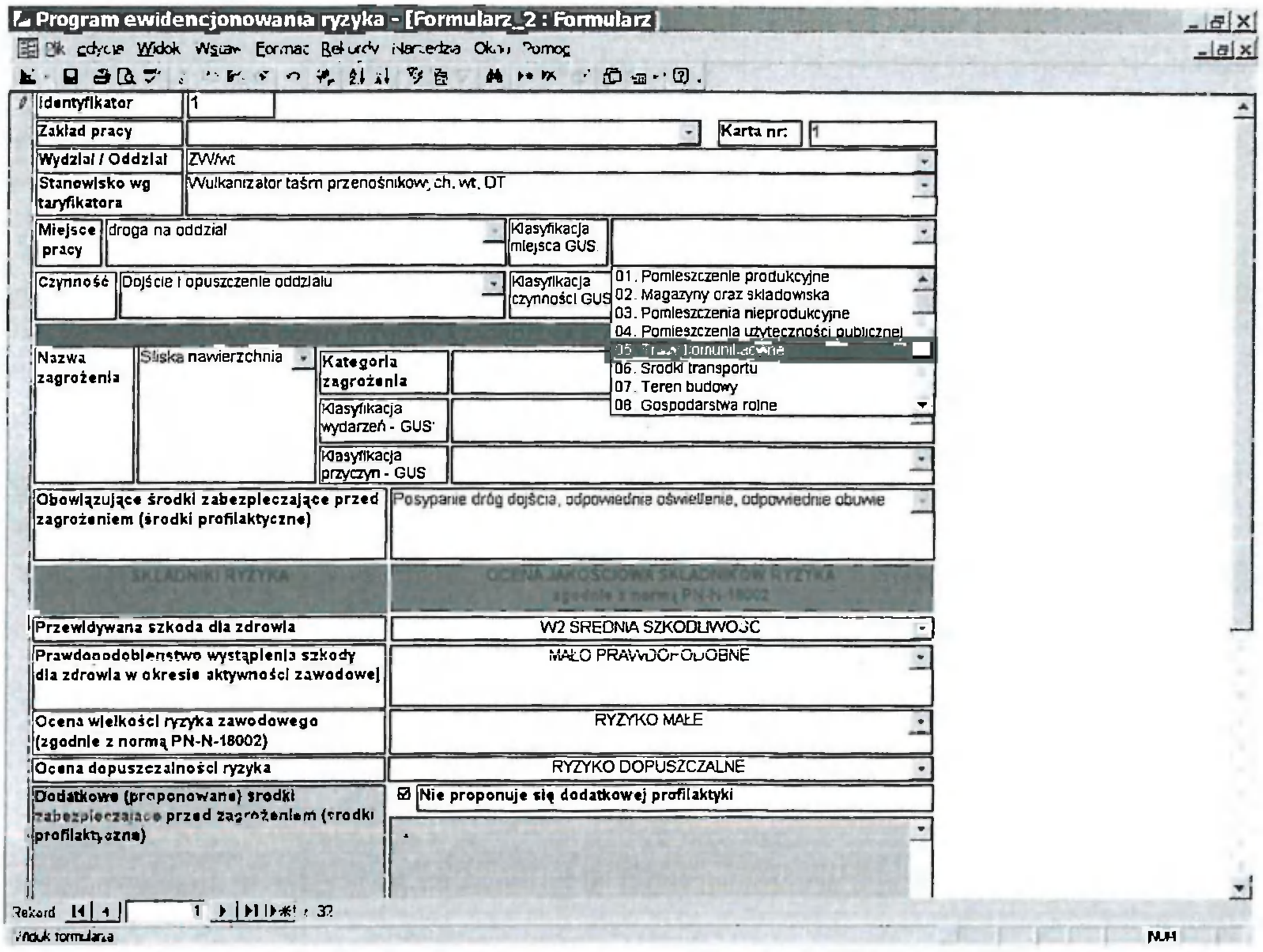
Moduł wprowadzania wyników służy do wpisywania do zbiorów programu danych z dokumentów wypełnionych w trakcie oceny ryzyka zawodowego przez zespoły robocze. Moduł przeglądania wyników oceny ryzyka zawodowego według zagrożeń umożliwia wybieranie i przeglądanie Kart oceny zagrożenia zgodnie z wprowadzoną do formularza nazwą zagrożenia lub kategorią zagrożenia. Moduł przeglądania wyników oceny według wielkości ryzyka lub zaproponowanej profilaktyki, pozwala na wybieranie i przeglądanie Kart oceny ryzyka zgodnie z wprowadzoną do formularza pięciostopniową oceną ryzyka zawodowego przed ewentualnym wprowadzeniem dodatkowych środków profilaktycznych, natomiast moduł przeglądania wyni-

ków według końcowej oceny ryzyka służy do wybierania i przeglądania Kart oceny zagrożenia na tych samych zasadach po ewentualnym wprowadzeniu dodatkowych środków profilaktycznych czyli wg końcowej oceny ryzyka dla zagrożenia. Używając tego modułu można również przeglądać wprowadzone do bazy danych Karty oceny według istniejących w kopalni stanowisk. Moduł wydruku formularzy oceny ryzyka zawodowego służy do drukowania dokumentów wprowadzonych przy wykorzystaniu Modułu pierwszego. Moduł potwierdzeń odbioru oceny ryzyka zawodowego jest przeznaczony do przygotowania i drukowania potwierdzeń zapoznania się pracowników z wynikami oceny ryzyka dla zagrożeń istniejących na ich stanowiskach pracy. Moduł pozwala na przygotowanie indywidualnych potwierdzeń zapoznania się pracowników z oceną ryzyka oraz zbiorczych potwierdzeń (list) pracowników, którzy zostali zapoznani z oceną ryzyka przez np. osoby dozoru. Moduł generowania zestawień zbiorczych został przygotowany do przeglądania i drukowania oryginalnych zestawień, które tworzy program, na podstawie informacji zawartych w Kartach oceny ryzyka dla zagrożenia. Moduł umożliwia generowanie 5 rodzajów zestawień zbiorczych a to:

- zestawienie zbiorcze wg 22 kategorii zagrożeń,
- zestawienie zbiorcze wg zagrożeń chorobowych,
- zestawienia zbiorcze wg stanowisk pracy,
- zestawienia zbiorcze wg rodzajów przejść/transportu,
- zestawienia zbiorcze wg zagrożeń ogólnokopalnianych.

Wszystkie wymienione zestawienia obejmują nazwę zagrożenia, stanowisko wg taryfikatora, wydział/oddział, miejsce pracy, czynność, obowiązujące środki profilaktyczne, dodatkowe środki profilaktyczne, końcową ocenę ryzyka zawodowego. Ostatnie w kolejności dwa moduły umożliwiają wybieranie i przeglądanie Kart oceny ryzyka dla zagrożenia wg klasyfikacji czynności, miejsc, przyczyn, oraz nazw zdarzeń, stosowanych przez GUS do opisywania okoliczności wypadków przy pracy w statystycznych kartach wypadków przy pracy.

Opisany program ewidencjonowania i analizy wyników oceny ryzyka zawodowego pozwala na sprawne korzystanie z przygotowanej w trakcie oceny ryzyka dokumentacji, oraz umożliwia przeprowadzania podstawowych analiz zagrożeń występujących w kopalni. Poszczególne części zaprezentowanego programu ułatwiają przygotowanie szkoleń załogi w na temat ryzyka zawodowego, są przydatne w przeprowadzaniu analiz wypadków przy pracy w aspekcie występujących zagrożeń i wielkości ryzyka zawodowego, wreszcie ułatwiają znalezienie odpowiedzi na szereg pytań występujących w sprawozdaniach przygotowywanych przez służby bezpieczeństwa pracy dla różnych instytucji.



Rys 2.2. Wygląd ekranu podczas wprowadzania wyników oceny ryzyka zawodowego
Fig. 2.2. A program window in the course of input risk assessment data

3. Metoda analizy zdarzeń pośrednich i jej wykorzystanie w ocenie skuteczności środków profilaktycznych

Jedną z metod oceny ryzyka zawodowego pozwalającą na liczbowe określanie prawdopodobieństwa wystąpienia określonej szkody na zdrowiu jest metoda analizy zdarzeń pośrednich [Hebda 2001], wykorzystująca graficzny model zwany drzewem zdarzeń do szacowania wielkości ryzyka zawodowego. Omawiana metoda zawiera powszechnie znane etapy oceny ryzyka, takie jak zbieranie informacji koniecznych do przeprowadzenia oceny, identyfikacja zagrożeń, szacowanie ryzyka, określanie dopuszczalności ryzyka, projektowanie dodatkowych środków profilaktycznych oraz dokumentowanie oceny ryzyka. Ze względu na cel niniejszego referatu zostaną w nim omówiony krótko etapy szacowania ryzyka zawodowego, określania dopuszczalności ryzyka oraz dobieranie dodatkowych środków profilaktycznych. Przyjmuje się, że urazy można zaliczyć do zdarzeń rzadkich, co oznacza, że trudno znaleźć wystarczająco liczne dane o ich występowaniu, aby mogły być zastosowane do poprawnych obliczeń statystycznych. W związku z powyższym, zamiast bezpośrednio obliczać częstość występowania urazów, wykorzystuje się specjalnie skonstruowane narzędzia – modele graficzne, takie jak drzewa zdarzeń, przedstawiające zdarzenia pośrednie tworzące łańcuch przyczynowo skutkowy

doprowadzający do szkody na zdrowiu pracownika. Zdarzenia pośrednie zwykle są zdarzeniami występującymi częściej od szkody na zdrowiu, co powoduje, że łatwiej jest znaleźć wiarygodny sposób obliczenia prawdopodobieństwa ich wystąpienia. Analiza zdarzeń pośrednich polega na wyodrębnieniu zdarzeń decydujących o powstaniu urazu oraz określenia ich związków i kolejności występowania w łańcuchu przyczynowo – skutkowym prowadzącym od zdarzenia inicjującego, rozumianego jako przyczyna sytuacji wypadkowej aż do powstania szkody na zdrowiu czyli urazu. Celem analizy zdarzeń pośrednich jest określenie najgorszej możliwej szkody na zdrowiu pracownika spowodowanej realizacją się zagrożenia oraz określenie prawdopodobieństwa zaistnienia tej szkody. Budowa drzewa zdarzeń rozpoczyna się od zdarzenia inicjującego, następnie graficznie przedstawia się możliwe kombinacje przebiegu sytuacji. Dalsza praca polega na obliczeniu i wpisaniu wartości prawdopodobieństw zdarzeń pośrednich i zdarzenia końcowego – szkody, co wykonuje się w ramach tzw. szacowania ryzyka. Szacowanie ryzyka, jak powiedziano, obejmuje określenie możliwych rodzajów szkody na zdrowiu pracownika na skutek zagrożenia oraz określenie prawdopodobieństwa wystąpienia wyróżnionych rodzajów szkody. Przykładowa klasyfikację rodzajów szkody na zdrowiu przedstawiono w tablicy 3.1.

Tablica 3.1. Klasyfikacja rodzajów szkody na zdrowiu pracownika. [Hebda 1999]
Table 3.1. Classification of industrial accidents consequences

Rodzaj zagrożenia	Symbol	Opis szkody	Ekonomiczny rozmiar szkody	Ocena jakościowa szkody zgodnie z normą PN-N-18002
1	*2*	*3*	*4*	*5*
Zagrożenie wypadkami przy pracy	W1	Niezdolność do pracy do 28 dni	2000,00 zł	mała szkodliwość
	W2	Niezdolność do pracy od 29 bez inwalidztwa	4000,00 zł	średnia szkodliwość
	W3	Wypadek powodujący inwalidztwo	110000,00 zł	duża szkodliwość
	W4	Wypadek powodujący śmierć	160000,00zł	
	W5	Wypadek powodujący śmierć więcej niż jednej osoby	Obliczane każdorazowo	

Prawdopodobieństwo zdarzeń inicjujących można określić na podstawie obserwacji jego występowania lub przyjąć na podstawie doświadczenia osób wykonujących ocenę ryzyka. Wspomniane obserwacje są badaniami czasochłonnymi, trudności może sprawiać również przygotowanie formularzy obserwacji oraz prawidłowe rejestrowanie zdarzeń, ale zebrane dane dają najbardziej wiarygodne podstawy do obliczania prawdopodobieństwo występowania badanego zdarzenia w okresie aktywnością zawodowej pracownika. [Hebda 2000].

Prawdopodobieństwo zdarzeń pośrednich określa się na podstawie analizy przebiegu wypadku, przewidując lub znając z doświadczenia prawdopodobieństwo zajścia obu zdarzeń z każdej pary wychodzącej z jednego „węzła", pokazanych w drzewie zdarzeń. Ułatwieniem powinien być fakt, że suma prawdopodobieństwa wystąpienia zdarzeń wychodzących z jednego węzła równa się jedności. Prawdopodobieństwo zdarzeń końcowych oblicza się na podstawie zasady, że prawdopodobieństwo zdarzenia końcowego równa się iloczynowi prawdopodobieństw zdarzenia inicjującego i zdarzeń pośrednich. Do określenia prawdopodobieństwa zaistnienia analizowanych zdarzeń może być przydatna tablica 3.2 oparta na zaleceniach normy PN-N-18002.

Tablica 3.2. Interpretacja prawdopodobieństwa w stosunku do okresu aktywności zawodowej
Table 3.2. Interpretation of loss occurrence probability in relation to working lifetime

L. p.	Częstość występowania zdarzenia przyjęta lub obliczona	Prawdopodobieństwo w stosunku do 25 lat	Określenie prawdopodobieństwa zgodnie z normą PN-N- 18002	Ocena jakościowa prawdopodobieństwa zgodna z normą PN-N- 18002
1	1 na 1000 lat	0,025	NIE POWINNA WYSTĄPIC	MAŁO PRAWDOPODOBNE
2	1 na 100 lat	0,222		
3	1 na 25 lat	0,630	KILKAKROTNIE	PRAWDOPODOBNE
4	1 na 20 lat	0,715		
5	1 na 10 lat	0,917		
6	1 na 5 lat	0,993		
7	1 na 2,5 lat	0,999	*WIELOKROTNIE*	WYSOCE PRAWDOPODOBNE
8	1 na 2 lata	0,999		
9	1 na 1 rok	~ 1		
10	1 na 6 mies.	~ 1		
11	1 na 36,5 dni	~ 1		
12	1 na 14 dni	~ 1		

Wybór najgorszego scenariusza dla zagrożenia oraz określenie prawdopodobieństwa wystąpienia dokonuje się na podstawie analizy drzewa zdarzeń z obliczonymi prawdopodobieństwami zdarzeń końcowych. Do interpretacji prawdopodobieństwa zgodnie z zaleceniami normy PN-N-18002 wykorzystuje się tablicę 3.3 przedstawioną poniżej. Należy wyjaśnić, że pojęcie i granice ryzyka zaniedbywalnego przyjęto za obowiązującą w Wielkiej Brytanii zasadą ALARP [Kletz 1995].

Jak wspomniano, wielkość ryzyka zawodowego określa się na podstawie prawdopodobieństwa wystąpienia szkody oraz wielkości szkody przy zastosowaniu tablicy 3.4, która przedstawia macierz ryzyka, zgodnie z normą PN-N-18002. Określenie wielkości ryzyka zawodowego powinno być podstawą do oceny czy konieczne jest zastosowanie dodatkowych środków pro-

filaktycznych aby zmniejszyć ryzyko lub do stwierdzenia, że stosowane środki profilaktyczne są wystarczające i ryzyko jest dopuszczalne, czyli, że można sytuację pozostawić bez zmiany.

Tablica 3.3. Interpretacja prawdopodobieństwa zaistnienia szkody według normy PN-N-18002
Table 3.3. Interpretation of loss occurrence probability in according to Polish Standard PN-N-18002

L. p.	Prawdopodobieństwo powstania szkody w okresie aktywności zawodowej (25 lat)	Określenie prawdopodobieństwa powstania szkody w okresie aktywności zawodowej zgodne z normą PN - N - 18002	Ocena jakościowa prawdopodobieństwa powstania szkody zgodna z normą PN - N - 18002
1.	poniżej 0,0000255	RYZYKO ZANIEDBYWALNE	
2.	od 0,0000255 do 0,025	NIE POWINNA WYSTĄPIĆ	MAŁO PRAWDOPODOBNE
3.	od 0,0251 do 0,999	KILKAKROTNIE	PRAWDOPODOBNE
4.	powyżej 0,999	*WIELOKROTNIE*	WYSOCE PRAWDOPODOBNE

Tablica 3.4. Macierz oceny ryzyka zawodowego zgodna z normą PN-N-18002
Table 3.4. Risk matrix in according to Polish Standard PN-N-18002

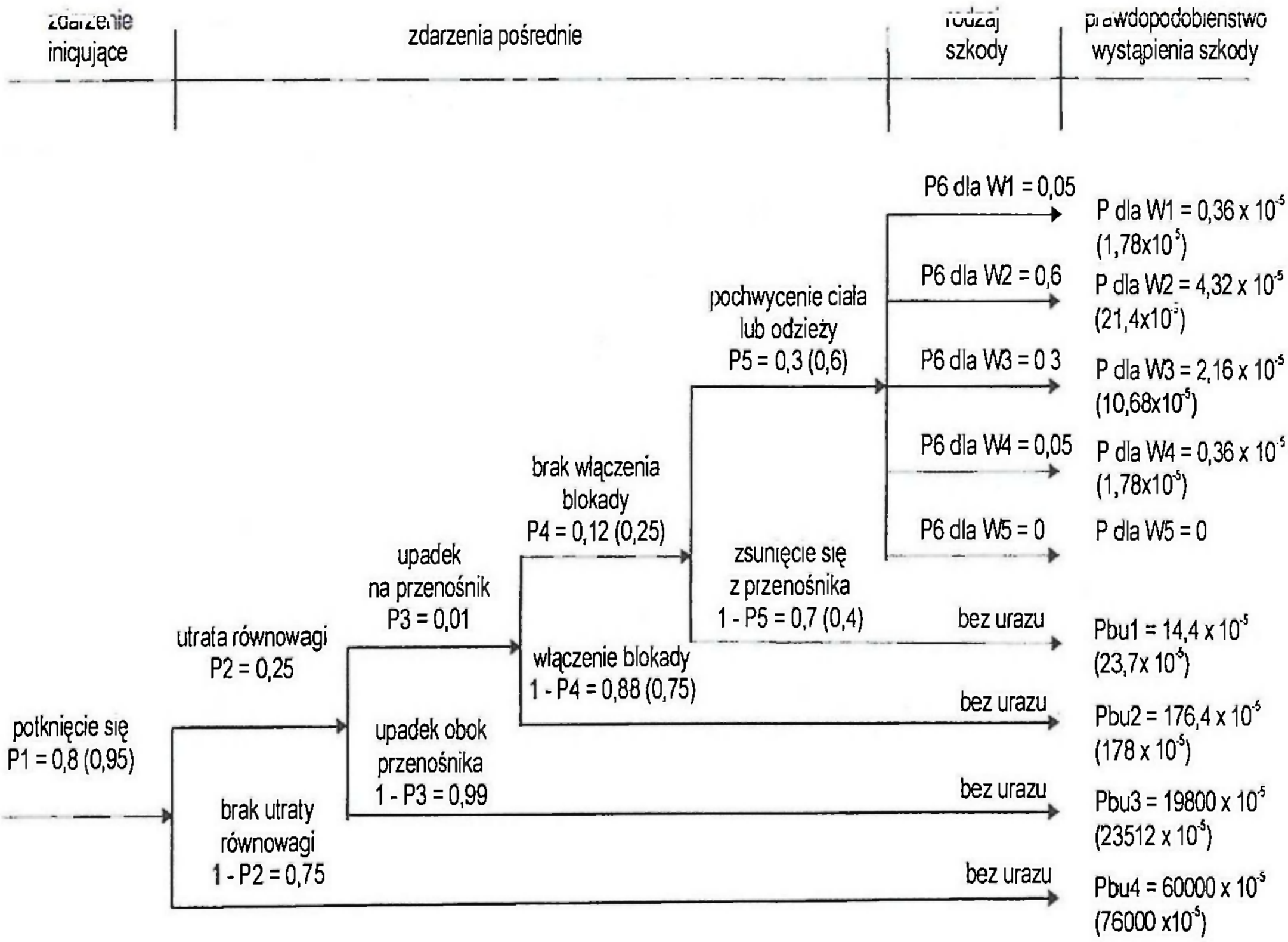
L.p.	Ocena jakościowa prawdopodobieństwa	Ocena jakościowa szkody		
		Mała szkodliwość	Średnia szkodliwość	Duża szkodliwość
1	*2*	*3*	*4*	*5*
1.	Mało prawdopodobne	RYZYKO BARDZO MAŁE	RYZYKO MAŁE	RYZYKO ŚREDNIE
2.	Prawdopodobne	RYZYKO MAŁE	RYZYKO ŚREDNIE	RYZYKO DUŻE
3.	Wysoce prawdopodobne	RYZYKO ŚREDNIE	RYZYKO DUŻE	RYZYKO BARDZO DUŻE

W przypadku konieczności zastosowania dodatkowych środków profilaktycznych eliminujących lub ograniczających zagrożenia i związane z nimi ryzyko zawodowe, należy zastosować zasady podane poniżej, jeżeli to możliwe także w podanej kolejności, a w niektórych wypadkach należy wybrane zasady stosować równocześnie:

- należy szukać mniej ryzykownego rozwiązania techniczno-technologicznego,
- należy zastosować środki techniczne eliminujące lub ograniczające zagrożenia u źródła,
- należy stosować środki ochrony zbiorowej,

- należy ograniczyć dostęp do zagrożenia,
- należy organizować pracę w taki sposób, aby zmniejszyć narażenie pracowników na zagrożenie,
- należy wydać pracownikom ochronny sprzęt i wyposażenie osobiste,
- należy dostarczyć pracownikom wyposażenie higieniczne usuwające lub ograniczające skutki zagrożenia (np. wyposażenie do zabiegów pierwszej pomocy).

W odniesieniu do projektowania dodatkowych środków ograniczających zagrożenia, metoda analizy zdarzeń pośrednich posiada taką zaletę, że umożliwia prześledzenie w drzewie zdarzeń skutków, jakie dla końcowej oceny ryzyka zawodowego będą miały zaproponowane środki profilaktyczne. Na Rysunku 3 przedstawiono zasadę wykorzystania drzewa zdarzeń do takiego celu, dla zagrożenia potknięciem się operatora przenośnika taśmowego podczas przechodzenia wzdłuż trasy, przy wykonywaniu kontroli poprawności pracy przenośnika [Sobański 1999]. Na rysunku, liczby bez nawiasów oznaczają prawdopodobieństwo wystąpienia zdarzenia po zastosowaniu dodatkowej profilaktyki, natomiast liczby w nawiasach pokazują prawdopodobieństwa pierwotne.



Rys. 3.1. Scenariusz powstania szkody na zdrowiu operatora przenośnika taśmowego wraz z obliczaniem prawdopodobieństwa powstania szkody
Fig. 3.1. An event tree scenario of an occupational accident with calculation of losses occurrences probabilities

Ocenę ryzyka przed i po wprowadzeniu dodatkowych środków profilaktycznych oraz opis tych środków można znaleźć w tablicy 3.5, pokazującej stosowany w ocenie ryzyka formularz zwany Kartą oceny ryzyka. W Karcie oceny ryzyka zwraca uwagę fakt zmniejszenia przez zespół oceniający wielkości ryzyka zawodowego ze „średniego" na „małe" po zastosowaniu dodatkowych środków profilaktycznych, co ma swoje uzasadnienie liczbowe w wielkościach prawdopodobieństw pokazanych w drzewie zdarzeń na rysunku 3.1.

Tablica 3.5. Przykład formularza Karty oceny ryzyka
Table 3.5. An example of risk assessment table

Zakład pracy: ZG		*Karta nr: 1*
Wydział/Oddział: II MG		
Stanowisko wg taryfikatora: Operator przenośnika taśmowego		
Miejsce pracy: Chodnik transportowy	Czynność: Obchód przenośnika taśmowego	
KARTA OCENY RYZYKA DLA ZAGROZENIA STANOWISKOWEGO		
Nazwa zagrożenia		Potknięcie się operatora
Obowiązujące środki zabezpieczające przed zagrożeniem		Porządek na trasie obchodu, dobry stan przejść
SKŁADNIKI RYZYKA		OCENA JAKOSCIOWA SKŁADNIKOW RYZYKA zgodnie z normą PN-N-18002
Przewidywana szkoda dla zdrowia		Duża szkodliwość
Prawdopodobieństwo wystąpienia szkody dla zdrowia w okresie aktywności zawodowej		Mało prawdopodobne
Ocena wielkości ryzyka zawodowego (zgodnie z normą PN-N-18002)		ŚREDNIE
Ocena dopuszczalności ryzyka		DOPUSZCZALNE
Dodatkowe środki zabezpieczające przed zagrożeniem		*Dodatkowe oświetlenie przejścia obok przenośnika, zakaz noszenia luźnej odziezy, zwiększenie częstości sprawdzania stanu technicznego blokad przenośnika*
Przewidywana szkoda dla zdrowia po zastosowaniu dodatkowej profilaktyki		Średnia szkodliwość
Prawdopodobieństwo wystąpienia szkody dla zdrowia po zastosowaniu dodatkowej profilaktyki		Mało prawdopodobne
Końcowa ocena wielkości ryzyka zawodowego (zgodnie z normą PN-N-18002)		*MAŁE*
Końcowa ocena dopuszczalności ryzyka		DOPUSZCZALNE
Ocenę wykonał	Oznaczenie zespołu	TM1
	Imię i nazwisko	Karol Jerzy

4. Rozmiar finansowy ryzyka zawodowego i interpretacja jego znaczenia dla przedsiębiorstwa

W tablicy 3.1 przedstawiono między innymi skutki ekonomiczne powodowane przez wydzielone kategorie szkody na zdrowiu [Hebda 1999]. Oznacza to, że możliwe jest określenie rozmiaru finansowego ryzyka związanego z ryzykiem zawodowym na podstawie wielkości szkody na zdrowiu wyrażonej finansowo oraz prawdopodobieństwa powstania tej szkody. Wydaje się, że zastosowanie wymiaru finansowego ryzyka do rozwiązywania problemów bezpieczeństwa pracy wymaga przyjęcia założeń, które spowodowałyby zachowanie rozsądnej, odpowiedniej do społecznych oczekiwań oraz obowiązujących zasad prawnych i politycznych przewagi spraw bezpieczeństwa nad sprawami ekonomicznymi. W krajach, które mają długą tradycję rozpatrywania spraw bezpieczeństwa pracowników w kontekście ekonomicznym, przyjęto zasadę, że przesłanki ekonomiczne mogą wpływać na podejmowanie decyzji związanych z bezpieczeństwem pracy po zapewnieniu pracownikom podstawowego poziomu bezpieczeństwa. Najczęściej stosowana miarą bezpieczeństwa jest ryzyko śmierci w wypadku przy pracy w okresie aktywności zawodowej a wspomniany podstawowy poziom bezpieczeństwa wyznaczający granicę tzw. tolerowalnego ryzyka jest określany poprzez pewne zasady, z których można wywnioskować liczbowe wartości dla tego poziomu. Przykładem takich zasad w stosowanych w Europie są ALARP, GAMAB oraz MEM [Shabe 2002]. Zasada ALARP (As Low As Reasonably Practicable) dzieli ryzyko na trzy klasy a to nieakceptowalne ryzyko, które musi być zmniejszone, akceptowalne ryzyko, które nie wymaga żadnych działań oraz ryzyko tolerowalne zawarte pomiędzy już wymienionymi, którego wysokość powinna być uzasadnione przez analizę kosztów i zysków lub najlepsze dostępne normy i wzory użyteczne. Ta zasada stosowana jest w Wielkiej Brytanii i Holandii. Zasada GAMAB (Globalement Au Moins Aussi Bon) stwierdza, że każdy nowy system powinien prezentować ogólny poziom ryzyka co najmniej tak dobry, jak już istniejące systemy. Zasada GAMAB stosowana jest we Francji. Reguła MEM (Minimum Endogenous Mortality) stosowana w Niemczech wymaga, aby żadne zagrożenie związane z nową działalnością nie zwiększało znacząco istniejącego ogólnego poziomu osobistego ryzyka.

W ślad za powołanymi przykładami, w niniejszej pracy przyjmuje się, że zastosowanie finansowego wymiaru ryzyka szkody na zdrowiu do oceny znaczenia ryzyka dla przedsiębiorstwa lub do podejmowania innych decyzji związanych z bezpieczeństwem pracy, odnosi się do tolerowalnego zakresu ryzyka zawodowego, po spełnieniu wymagań przedstawionych powyżej reguł.

Znaczenie dla przedsiębiorstwa finansowego rozmiaru ryzyka szkody na zdrowiu, związanego z określonym zagrożeniem, można rozpatrywać na ogólnym przykładzie podejmowania decyzji o ubezpieczeniu tego ryzyka. Podstawowe dane o warunkach i skutkach omawianego ubezpieczenia przedstawiono w tablicy 4.1.

Tablica 4.1. Podstawowe informacje o problemie decyzyjnym
Table 4.1. Basic information on the decision problem

L. p.	Rodzaj działań podejmowanych przez zarząd przedsiębiorstwa	Możliwe zdarzenia i ich skutki		Wartość oczekiwana wskaźnika M na końcu okresu rozliczeniowego
		Wystąpienie szkody z prawdopodobieństwem p	Szkoda nie wystąpiła z prawdopodobieństwem 1 - p	
1	*2*	*3*	*4*	*5*
1.	Ubezpieczenie wystąpienia szkody	M – (U + Z)	M – (U + Z)	M – (U + Z)
2.	Brak ubezpieczenia wystąpienia szkody	M - S	M	M - U

Widoczny w tablicy 4.1 przykład ilustruje sytuację, w której zarząd przedsiębiorstwa rozważa ubezpieczenie przedsiębiorstwa od szkody na zdrowiu pracowników powodującej straty finansowe w wysokości S. Dzięki przeprowadzonej prawidłowo ocenie ryzyka zawodowego, w dokumentacji przedsiębiorstwa znajdują się informacje, że szkoda może wystąpić w okresie roku z prawdopodobieństwem p; jak wiadomo, przeliczenie prawdopodobieństwa w okresie aktywności zawodowej na okres jednego roku jest proste. Przez M oznaczono majątek przedsiębiorstwa, który może zostać pomniejszony o wartość szkody S, jeśli omawiana szkoda wystąpi a ubezpieczenie nie zostanie wykupione. Wyrażenie U + Z oznacza składkę ubezpieczeniową, składającą się z tzw. składki nazywanej sprawiedliwą [Ronka, Chmielowiec 2002] lub podstawową U = p x S oraz kosztów (w tym zysku) ubezpieczyciela Z. W kolumnie 4 tablicy przedstawiono wartość oczekiwaną majątku przedsiębiorstwa na koniec okresu, dla którego rozważa się ubezpieczenie wystąpienia szkody. Mimo, że przykład wydaje się prosty jego analiza stwarza pewne trudności. Formalna analiza przykładu wskazuje, że nie warto płacić za ubezpieczenie, ponieważ na koniec okresu obrachunkowego wartość M – U > M – (U + Z) a celem działania zarządu przedsiębiorstwa jest powiększanie a nie pomniejszanie majątku. Z drugiej zaś strony istotny jest stosunek wielkości M oraz S, jeżeli S czyli wartość ewentualnej szkody stanowi niewielki ułamek M to jest majątku przedsiębiorstwa, to być może rzeczywiście ubezpieczenie nie ma praktycznego uzasadnienia. Można jednak rozważać wielkość straty nie tylko w stosunku do całości majątku ale w stosunku do bilansu na koniec roku, gdzie S może zaważyć negatywnie na końcowym wyniku gospodarowania przedsiębiorstwa – być może wówczas okaże się, że ubezpieczenie jest rozsądnym krokiem. Biorąc jeszcze raz pod uwagę stwierdzenie, że M – U > M – (U + Z), należy przypomnieć, że wartość oczekiwana jest wielkością średnią uzyskiwaną w wielu powtórzeniach sytuacji ryzykownych, a przecież w przedsiębiorstwie nie zawsze, z oczywistych względów, można pozwolić na powtarzanie ryzykownych sytuacji zwłaszcza w odniesieniu do zagadnień bezpieczeństwa pracy – może więc jednak należy wydać pieniądze na ubezpieczenie. Jeżeli zarząd podejmie decyzję o ubezpieczeniu, to powinien rozważyć jaka jest uzasadniona wysokość składki ubezpieczeniowej. Powyżej podano sposób określania U ale pozostaje otwarta wysokość Z. Problem ustalania uzasadnionej wysokości składki ubezpieczeniowej nie jest nowy, skuteczne rozwiązania w tym zakresie są oparte na teorii funkcji użyteczności, zapoczątkowanej pracą [Neuman i Morgen-

stern 1947] ale omówienie zastosowania tej teorii do podniesionych powyżej problemów przekracza zakres niniejszego referatu.

Z powyższych rozważań na temat ubezpieczenia ryzyka finansowego wynikającego z zagrożeń dla zdrowia pracowników, można wnioskować, że znaczenie rozmiaru tego ryzyka dla przedsiębiorstwa nie zależy wyłącznie od wielkości zagrożeń, ale od wielu elementów sytuacji, w której znajduje się przedsiębiorstwo. Inne znaczenie do ryzyka będzie przykładał np. zarząd zakładu mającego dobre wyniki finansowe, z których część może wydać na zmniejszenie ryzyka, inne znaczenie będzie miało to samo ryzyko w przedsiębiorstwie, które zamyka bilans roczny z niewielką różnicą pomiędzy przychodami a wydatkami, inne znaczenie ryzyko będzie miało w przedsiębiorstwie przeznaczonym do likwidacji. Dlatego też nie udało się bez ustalenia konkretnych danych charakteryzujących przedsiębiorstwo odpowiedzieć w referacie jednoznacznie na przedstawione pytania. Wydaje się jednak, że przedstawione rozważania wskazują pewna drogę do ustalania wpływu zagrożeń dla zdrowia i życia pracowników na wyniki ekonomiczne przedsiębiorstwa oraz do szukania podstaw decyzji ekonomicznych zarządu w zakresie podejmowanych działań zapobiegających zagrożeniom.

5. Stwierdzenia i wnioski końcowe

W referacie przedstawiono wybrane zagadnienia związane z wykorzystaniem w praktyce kopalnianej wyników oceny ryzyka zawodowego ze szczególnym uwzględnieniem ilościowych metod oceny. Omówiono program komputerowy ułatwiający wykorzystanie zakładzie górniczym wyników oceny ryzyka między innymi właśnie do informowania pracowników. Opisany program ewidencjonowania i analizy wyników oceny ryzyka zawodowego pozwala na sprawne korzystanie z przygotowanej w trakcie oceny ryzyka dokumentacji, oraz umożliwia przeprowadzania podstawowych analiz zagrożeń występujących w kopalni. Poszczególne części zaprezentowanego programu ułatwiają przygotowanie szkoleń załogi w na temat ryzyka zawodowego, są przydatne w przeprowadzaniu analiz wypadków przy pracy w aspekcie występujących zagrożeń i wielkości ryzyka zawodowego, wreszcie ułatwiają znalezienie odpowiedzi na szereg pytań występujących w sprawozdaniach przygotowywanych przez służby bezpieczeństwa pracy dla różnych instytucji.

Przedstawiona w referacie metoda analizy zdarzeń pośrednich oceny ryzyka zawodowego w odniesieniu do projektowania dodatkowych środków ograniczających zagrożenia posiada między innymi taką zaletę, że umożliwia prześledzenie w drzewie zdarzeń skutków, jakie wywołują w końcowej ocenie ryzyka zawodowego zaproponowane środki profilaktyczne. Obok metody drzewa błędów, wydaje się, że jest to jedna z niewielu obecnie dostępnych metod w tym zakresie.

Ponieważ metoda analizy zdarzeń pośrednich oceny ryzyka zawodowego umożliwia określenie rozmiaru finansowego ryzyka szkody na zdrowiu, rozpoczęto dyskusję nad znaczeniem tego ryzyka dla wyników ekonomicznych zakładu, przez przedstawienie hipotetycznego problemu ubezpieczenia tego ryzyka. Z powyższych rozważań można wnioskować, że znaczenie rozmiaru tego ryzyka dla przedsiębiorstwa nie zależy wyłącznie od wielkości zagrożeń, ale od wielu elementów sytuacji, w której znajduje się przedsiębiorstwo. Pomimo, że nie przedstawiono w referacie odpowiedzi na związane z tym problemem pytania, wydaje się jednak, że przedstawione rozważania wskazują pewna drogę do ustalania wpływu zagrożeń dla zdrowia i życia pracowników na wyniki ekonomiczne przedsiębiorstwa oraz do szukania podstaw decyzji ekonomicznych zarządu w zakresie podejmowanych działań zapobiegających zagrożeniom.

i życia pracowników na wyniki ekonomiczne przedsiębiorstwa oraz do szukania podstaw decyzji ekonomicznych zarządu w zakresie podejmowanych działań zapobiegających zagrożeniom.

Literatura

[1] Hebda A., 1999: *Ekonomiczne skutki wypadków przy pracy*, Wiadomości Górnicze, r 5/99.

[2] Hebda A., 2000: *Ilościowa metoda oceny ryzyka w podziemnej kopalni węgla kamiennego*, Materiały Konferencyjne Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2000, Szczyrk.

[3] Hebda A., 2001: System zarządzania bezpieczeństwem pracy w podziemnych zakładach górniczych - ocena ryzyka zawodowego metodą analizy zdarzeń pośrednich, Materiały Konferencji „Przemysł Wydobywczy 2001", Wydział Górniczy, AGH, Kraków.

[4] Hebda A., Opalski W., 2002: *Ocena ryzyka zawodowego z wykorzystaniem metody analizy zdarzeń pośrednich - zastosowanie w kopalni węgla kamiennego*, IV Międzynarodowa Konferencja „Bezpieczeństwo i higiena pracy w górnictwie w krajach Europy Środkowowschodniej", Sosnowiec, 25 - 26 lutego 2002.

[5] Kletz T., 1995: *An Engineer's View of Human Erro*r, Institution of Chemical Engineers, Warwickshire, UK.

[6] Neuman J. von, Morgenstern O., 1947: *Theory of Games and Economic Behaviour*, Princeton.

[7] Ronka - Chmielowiec W. - redaktor, 2002: *Ubezpieczenia. Rynek i ryzyko*, PWE, Warszawa.

[8] Schabe H., 2002: *Different Approaches for Determination of Tolerable Hazard Rates*, Institute for Software, Electronics, Railroad Technology TUV Intertraffic GmbH, 51105 Köln.

[9] Skuza L., 1998: *Co warto wiedzieć o ryzyku zawodowym*, Ośrodek Doradztwa i Doskonalenia Kadr, Gdańsk.

[10] Sobański J., 1999: *Analiza zagrożeń i ocena ryzyka na stanowiskach obsługi przenośników taśmowych w odkrywkowych zakładach górniczych*, praca dyplomowa na Studium Podyplomowym w zakresie bhp, Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górniczy.

Artykuł powstał w ramach działalności statutowej 11.11.100.712.

Application of Quantitative Risk Assessment in a Coal Mine Practice

Abstract

In this paper same problems connected to application of quantitative risk assessment outcomes are presented. A computer program is described which makes easier application of the risk assessment outcomes to employees safety training and to variety of analysis. In the paper a quantitative risk assessment method based on event tree model and its application to effectiveness valuation of hazard limitation means are introduced. The probability occurrence of losses and economic outcomes of industrial accidents have been employed for an economic risk size appraisal. On this base a discussion about method of assessment of financial risk derived from occupational safety problems influence on a company economy was commenced.

Recenzent: dr hab. inż. Stanisław Nawrat

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 319-328

Irena KUBIK, Adam LIPOWCZAN
Główny Instytut Górnictwa, Katowice
brxal@gig.katowice.pl tel. (0-32) 2585-979

Kompleksowy system wspomagania zarządzania bezpieczeństwem pracy – doświadczenia i praktyka wdrożeniowa

Słowa kluczowe

prawo pracy - bezpieczeństwo i ochrona - system komputerowy – zagrożenia na stanowiskach pracy- analiza ryzyka

Streszczenie

Artykuł omawia nowoopracowane oprogramowanie wspomagające proces zarządzania bezpieczeństwem pracy w kopalniach. Zidentyfikowano trzy obszary działania działów bhp:

- inwentaryzację i ewidencję zagrożeń na indywidualnych stanowiskach pracy wraz z oceną wielkości mierzonych na podstawie porównania z obowiązującymi przepisami oraz planowaniem prowadzenia badań i pomiarów w okresach wynikających z przepisów prawnych,
- obliczenia i kalkulacje ekonomiczne obejmujące całokształt kosztów związanych z bezpieczeństwem w tym szczegółowe obliczenia kosztów wypadków i zdarzeń wypadkowych obejmujących rozdzielnie koszty ponoszone przez pracodawcę, organizacje nadrzędne i ubezpieczycieli. Obszar ten obejmuje także obsługę proceduralną wypadków zgodnie z wymaganiami prawa pracy,
- analizę ryzyka w zrozumieniu wymagań kodeksu pracy poprzez ewidencję ustaleń działań inspekcyjno – kontrolnych, prowadzących do audytowania stanu bezpieczeństwa po wprowadzeniu systemu zarządzania zgodnie z powołanymi na wstępie normami serii 18000.

Dla wymienionych zakresów opracowano oprogramowania zapewniające: - automatyzację powtarzalnych czynności analityczno – sprawozdawczych, wieloletnie archiwizowanie i przechowywanie wyników badań i ocen zagrożeń na indywidualnych stanowiskach pracy, sporządzanie pełnej dokumentacji wypadkowej oraz ciągłe prowadzenie analizy kosztów zarówno zaistniałych wypadków jak i zdarzeń potencjalnie wypadkowych. Całkowicie nowym oryginalnie opracowanym segmentem systemu jest oprogramowanie dokumentujące wyniki objazdów i audytów stanowisk pracy pod kątem rozpoznania potencjalnych źródeł zagrożeń i próbą parametrycznej oceny ryzyka zawodowego. Rozwijany od prawie ośmiu lat system prezentowany jest obecnie w wersji sieciowej dla dużej organizacji gospodarczej, jaką jest Katowicki Holding Węglowy. W konstrukcji systemu uwzględniono możliwość maksymalnej automatyzacji poszczególnych czynności obsługowych, wprowadzania danych z innych systemów komputerowych oraz zasad tworzenia tzw. równoległej struktury programowej zapewniającej elastyczność w dodawaniu nowych i usuwania funkcji zbędnych.

1. Wprowadzenie

Szybko zachodzące zmiany w polskim prawodawstwie pracy, począwszy od Kodeksu Pracy, a na rozporządzeniach Ministrów Zdrowia i Opieki Społecznej i Pracy i Spraw Socjalnych skończywszy, powodują w większości przypadków znaczne zwiększenie zakresu obowiązków zakładowych służb bhp. Bardzo istotnym czynnikiem wymuszającym przyspieszenie wprowadzania zmian są działania przedakcesyjne Polski do Unii Europejskiej, które w obszarze harmonizacji przepisów prawa pracy wprowadzają całkowicie nowe procedury i działania poprzez wprowadzenia postępowania objętego nazwą „zarządzanie bezpieczeństwem" zgodnie z pakietem norm ISO-EN 18000. W procedurach tych, opartych w zasadzie na tzw. cyklu Deming'a, polegającym na cyklicznym prowadzeniu czteroetapowego postępowania (planuj → wykonaj → sprawdzaj → działaj), w taki sposób, aby po każdym cyklu widoczna była poprawa warunków pracy, a tym samym zwiększenie bezpieczeństwa jej wykonywania. Istotnym elementem tych działań jest konieczność włączenia zarządzania bezpieczeństwem w ogólne procedury zarządzania jako składnika o sparametryzowanym wpływie na ogólne wyniki ekonomiczne przedsiębiorstwa. Wymaga to zapewnienia możliwie pełnych szacunków ponoszonych przez przedsiębiorstwo kosztów związanych z bezpieczeństwem. Dodatkowym stymulatorem ekonomizacji zagadnień bezpieczeństwa w przedsiębiorstwach są nowe regulacje ustawodawcze wprowadzane od 1 stycznia 2003 r., wiążące warunki bezpieczeństwa na stanowiskach pracy z wymiarem części składki ubezpieczeniowej ponoszonej przez pracodawców. Nowa ustawa o „Ubezpieczeniu społecznym z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych" tworzy mechanizmy działań zmierzających do podnoszenia poziomu bezpieczeństwa i higieny pracy w zakładzie. Narzędziem tym ma być zróżnicowana stawka na ubezpieczenie wypadkowe. Wszystkie świadczenia będą ponoszone z tzw. funduszu wypadkowego, i będą wypłacane przez Zakład Ubezpieczeń Społecznych. Tym samym, ubezpieczenie wypadkowe przejmuje finansowanie odszkodowań. Spowoduje to przeniesienie obciążeń finansowych od pracodawcy do ZUS, za określoną wysokość składki pracodawców.

Wymiar składki na ubezpieczenie wypadkowe ustawodawca ustalił w zależności od kategorii ryzyka, określonego wskaźnikami wynikającymi z:

- liczby poszkodowanych w wypadkach przy pracy ogółem,
- liczby poszkodowanych w wypadkach przy pracy śmiertelnych i ciężkich,
- stwierdzonych przypadków chorób zawodowych
- liczby zatrudnionych w warunkach zagrożenia.

Procentowy wymiar składek na ubezpieczenie wypadkowe jest zróżnicowany w zależności od poziomu zagrożeń zawodowych i ich skutków, i został określony w przedziale od 0,4% do 8,12% podstawy wymiaru składki. Przytoczone liczby wskazują, że wymiar składki mieści się w przedziale 1 do ponad 20, a więc przy licznej załodze znacząco może wpływać na ogólny wynik ekonomiczny przedsiębiorstwa.

Powyższe wywody wskazują na istotne znaczenie tworzenia udokumentowanej argumentacji, którą pracodawca (przedsiębiorca) będzie się mógł posłużyć w negocjacjach decydujących chociażby tylko o wysokości wspomnianej składki ubezpieczeniowej.

Ograniczając dalsze wywody tylko do zagadnień zarządzania bezpieczeństwem w Głównym Instytucie Górnictwa przed ponad 8 laty [Kubik, Lipowczan 1997, Lipowczan 1998] podjęto działania nad opracowaniem Systemu Wspomagania Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy *(SWZBP)*. Podstawą szeroko zakrojonych prac była identyfikacji zasadniczych funkcji kopal-

nianych działów bhp oraz wymagań stawianych przez normy określające wymagania dla systemu zarządzania bezpieczeństwem ISO-EN 18000.

Zidentyfikowano trzy obszary, których komputeryzację podjęto w latach dziewięćdziesiątych i systematycznie są nadal rozwijane, obejmuje to:

- inwentaryzację i ewidencję zagrożeń na indywidualnych stanowiskach pracy wraz z oceną wielkości mierzonych na podstawie porównania z obowiązującymi przepisami oraz planowaniem prowadzenia badań i pomiarów w okresach wynikających z przepisów prawnych [Kubik, Lipowczan 1997, Lipowczan 1998],
- obliczenia i kalkulacje ekonomiczne obejmujące całokształt kosztów związanych z bezpieczeństwem w tym szczegółowe obliczenia kosztów wypadków i zdarzeń wypadkowych obejmujących rozdzielnie koszty ponoszone przez pracodawcę, organizacje nadrzędne i ubezpieczycieli. Obszar ten obejmuje także obsługę proceduralną wypadków zgodnie z wymaganiami prawa pracy [Kubik, Lipowczan 1998, Kubik, Lipowczan 1999, Kubik, Lipowczan 2000],
- analizę ryzyka w zrozumieniu wymagań kodeksu pracy poprzez ewidencję ustaleń działań inspekcyjno – kontrolnych, prowadzących do audytowania stanu bezpieczeństwa po wprowadzeniu systemu zarządzania zgodnie z powołanymi na wstępie normami serii 18000 [Gajos, Lipowczan, Kubik, Małobęcki, Rams 2001, Kubik, Lipowczan 2002].

Wymienione trzy obszary wspomagane są odrębnymi programami komputerowymi składającymi się na pakiet „Komputerowe wsparcie zarządzania bezpieczeństwem" i w zależności od potrzeb mogą być dostarczane oddzielnie lub łącznie jako pakiet. W tym ostatnim przypadku możliwe jest wykorzystanie szeregu dodatkowych funkcji ułatwiających upraszczających obsługę poszczególnych funkcji. W obecnym składzie system *SWZBP* zapewnia realizację następujących funkcji zgrupowanych w czterech głównych grupach:

- ewidencję parametrów czynników szkodliwych, i charakterystykę warunków pracy na stanowiskach oraz wskaźniki do jej oceny. Zawarta - moduł *„BHP (Srodowisko pracy)"*;
- ewidencję danych o wypadkowych, i o kosztach z nimi związanych, z możliwością generowania dokumentów powypadkowych, jak i wielozakresowej analizy oraz raportowania, zgodnie z obowiązującymi przepisami moduł- *„Wypadki-Koszty";*
- generację raportów i informacji potrzebnych do planowania i realizacji działań korygujących, i naprawczych, na rzecz poprawy bezpieczeństwa -moduł *„Bezpieczeństwo",*
- informacje i analizy, o występujących oraz o potencjalnych zagrożeniach w miejscu pracy, zauważonych podczas objazdów dołowych, inspekcji organów kontroli i audytów, i to z możliwością bieżącej ingerencji – moduł - *Rejestracja zdarzeń niebezpiecznych i potencjalnie wypadkowych.*

Niżej przedstawiono skróconą charakterystyką poszczególnych modułów.

Moduł *„Środowisko pracy"*

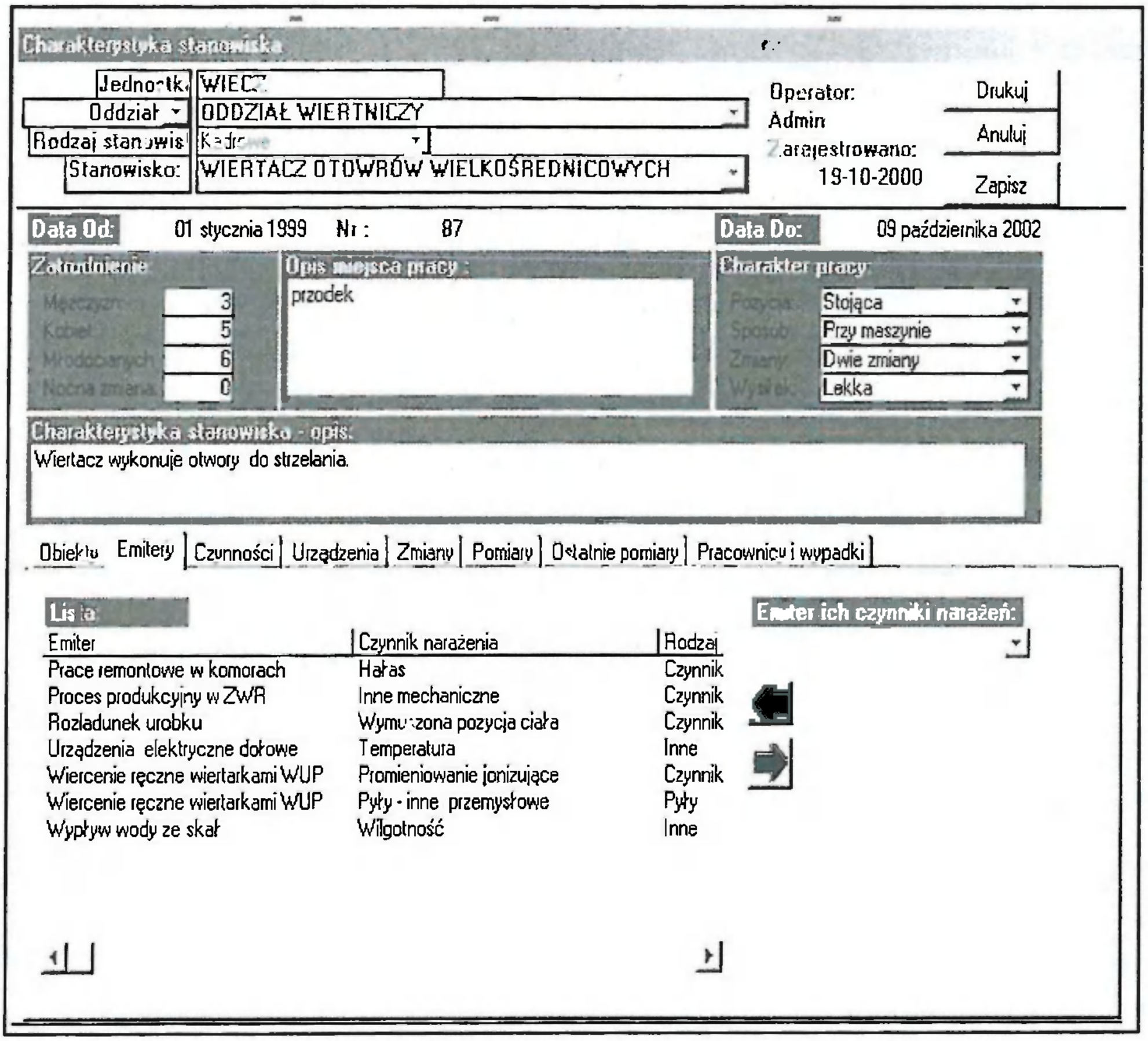
W omawianym module ewidencjonowane są wyniki pomiarów czynników narażenia środowisku pracy oraz charakterystyka warunków pracy na poszczególnych stanowikach pracy. Obejmuje ona grupy: *katalogi, charakterystyki i zestawienia.*

W grupie *Katalogi* umieszczono akty prawne związane z warunkami pracy, *normy NDSiN,* obowiązujące dokumenty określające normy czynników narażenia w środowisku pracy oraz łowniki do opisu *charakterystyki* pracy na stanowiskach.

W grupie *Charakterystyka* definiowane są **Zagrożenia naturalne** (tąpania, radiacja itp.), które mają bezpośredni wpływ na bezpieczeństwo i warunki pracy na stanowiskach.

Opcja Stanowiska (rys. 2.1) zawiera pełną charakterystyką warunków pracy, i to od czasu jego utworzenia, przez cały okres jego trwania, aż do jego likwidacji. Uwzględnia wykonywane przez pracownika czynności, rodzaje obsługiwanych przez niego maszyn, źródła zagrożeń, i wszystkie wyniki pomiarów czynników szkodliwych w środowisku pracy, wykonane na tym stanowisku.

W grupie *Zestawienia* tworzone są obligatoryjne dokumenty: *Rejestr Wyników badań i pomiarów czynników szkodliwych dla zdrowia na stanowiskach pracy,* i *Karty czynników fizycznych, chemicznych i pyłów* oraz *Sprawozdanie o warunkach pracy Z-10.*



Rys. 2.1. Wygląd ekranu - charakterystyka stanowiska pracy w module „Środowisko pracy"
Fig.2.1. Computer screen view – workplace characteristic in module „Workplace environment"

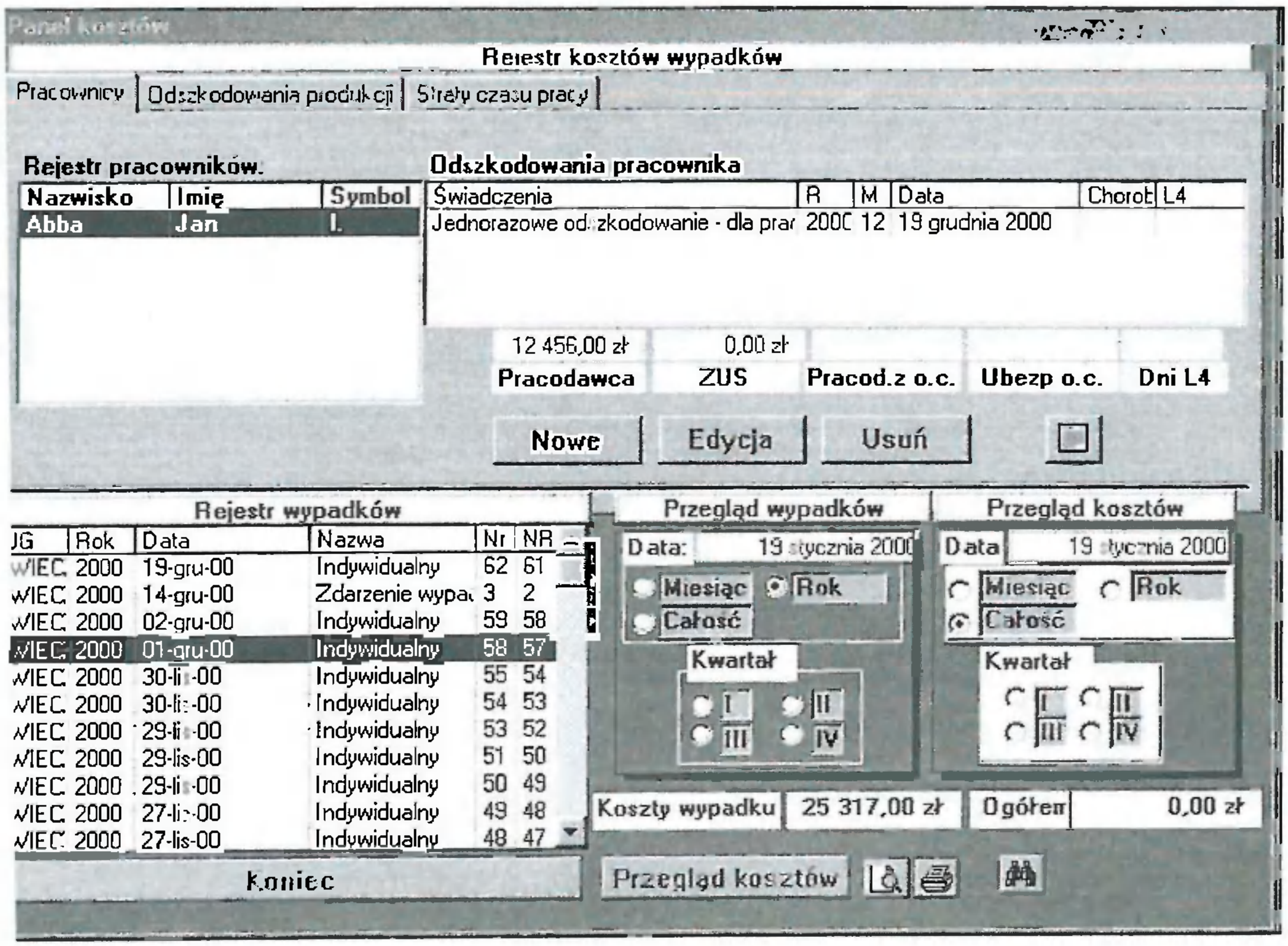
Opcja **Narażenia** umożliwia przegląd stanowisk pod kątem narażenia na czynniki szkodliwe dla zdrowia w środowisku pracy, w zadanym przedziale - wielokrotności przekroczeń NDS i NDN. Informacja ta jest bardzo ważna dla oceny narażenia zawodowego oraz dla planowanych działań zapobiegawczych, jak i dla stosowania ochron.

3. Moduł „*Wypadki – koszty*"

Rejestr wypadków przy pracy w omawianym module jest podstawowym zbiorem informacji o poszkodowanych, o okolicznościach, o przyczynach, jak i o skutkach zaistniałych wypadków. Moduł ten obsługuje całą procedurę po każdym zaistniałym wypadku. Umożliwia przygotowanie dokumentów, zatem m.in. protokołów przesłuchania świadków, poszkodowanych, raportu z oględzin miejsca wypadku, i innych wymaganych postępowaniem powypadkowym. Na podstawie ewidencjonowanych danych tworzone są również dokumenty obligatoryjne, takie jak: protokół powypadkowy, karta statystyczna wypadku oraz branżowa karta DX15. Automatycznie wypełniany jest również *Rejestr wypadków,* z uwzględnieniem kosztów świadczeń i odszkodowań, należnych poszkodowanemu lub jego rodzinie.

W module **Wypadek-Koszty**, (rys.3.1) rejestrowane są koszty wypadków, na podstawie opracowanej w GIG metody ich szacowania, dostosowanej do praktycznego wykorzystania w działach bhp. Obejmują one:

- koszty świadczeń i odszkodowań wypłaconych poszkodowanemu lub jego rodzinie,
- koszty przywrócenia produkcji po zaistniałym wypadku (koszty akcji ratowniczej, usług transportowych, remontu maszyn, ekspertyz, itp.),
- koszty strat czasu pracy związane z zaistniałym wypadkiem, obliczane ze stawek godzinowych lub dniówkowych.



Rys.3.1. Wygląd ekranu „Rejestr kosztów wypadków" w module „W*ypadki – koszty"*
Fig.3.1. Computer screen view – accident cost register in the module „Costs of accidents"

Dane o kosztach, gromadzone w tej ewidencji, dla każdego zaistniałego wypadku, będą narastały nawet przez wiele lat; tak długo, jak długo będą występować skutki zdrowotne dla konkretnego poszkodowanego (rys. 3.2). Bieżąco wprowadzane składniki kosztów powodują, że ich zestawienie zmienia dynamicznie. Pozwala to obserwować zarówno alokację ponoszonych kosztów wypadków w układzie: pracodawca → ZUS, jak i szacunki średniego kosztu wypadku indywidualnego, zbiorowego, czy też zdarzenia wypadkowego. Zbilansowanie tych kosztów dokumentuje rzeczywistą wielkość strat materialnych, ponoszonych przez zakład pracy, z tytułu następstw od zaistniałych wypadków.

Przegląd kosztów wypadków i zdarzeń wypadkowych

Przegląd kosztów wypadków w czasie:

Od dnia: 09 stycznia 2000 Do dnia: 09 stycznia 2001 Koniec

Jednostka WIECZ Drukuj

Poziom

Nazwa

Rodzaj

Nr	N/R	Rodzaj wypadku	Suma:	DniL4	Swiad/Odszk	Przyw.Prod:	Godz	Czas Pracy:	Zakład	Nazwa	Skrót
62	61	Indywidualny	9 520	31	2 670	6 500	7	350	Wiecz	Oddział	0-2
3	2	Zdarzenie wypadkowe	55 398			54 000	6	1 398	Wiecz	Oddział	0-20
59	58	Indywidualny	13 655	17	6 500	6 500	10	655	Wiecz	Oddział	0-20
58	57	Indywidualny	25 317		12 456	12 000	7	861	Wiecz	Oddział	0-25
55	54	Indywidualny	14 675	9	11 000	3 400	5	275	Wiecz	Oddział	0-20
54	53	Indywidualny	16 744	19	8 859	7 500	7	385	Wiecz	Oddział	0-30
53	52	Indywidualny	13 450	12	8 060	4 500	10	890	Wiecz	Oddział	0-78
51	50	Indywidualny	37 175		1 560	35 000	5	615	Wiecz	Oddział	0-20
50	49	Indywidualny	42 340	20	10 090	32 000	5	250	Wiecz	Oddział	0-78
49	48	Indywidualny	57 266	22	25 016	32 000	5	250	Wiecz	Oddział	0-20
48	47	Indywidualny	9 999			9 999	0	0	Wiecz	Oddział	0-80
46	45	Indywidualny	5 555	22	5 555	0	0	0	Wiecz	Oddział	0-30
		Liczba wyp 41	424 202	575	149 489	262 504	152	12 209			
		Średni koszt wypadku	10 346								

Rys.3.2. Wygląd ekranu z raportem o kosztach wypadku w zadanym przedziale czasu
Fig. 3.2. Screen view on cost rapport in defined time range.

4. Moduł *„Bezpieczeństwo"*

Informacje tu zawarte w *zestawieniach, raportach, terminarzach i wskaźnikach* obrazują nie tylko istniejący stan warunków pracy i zagrożenia wypadkowe, ale na podstawie analizy stanu istniejącego, dostarczają przesłanek niezbędnych do kształtowania prawidłowych warunków, poprzez sygnalizowanie symptomów o pojawiającym się nowym zagrożeniu. Raporty są tak opracowane, aby użytkownik otrzymywał codzienne informacje wskazujące na potrzebę

podjęcia bieżących decyzji, związanych z bezpieczeństwem pracy i wynikającą z tego niezbędną prewencją.

Zestawienia: najczęstszych przyczyn, skutków, urazów, miejsc, wydarzeń itp. służą do wykrycia wielokrotnie powtarzających się przyczyn i okoliczności wypadków. Może to stanowić punkt wyjścia do wyjaśnienia istniejących źródeł zagrożeń. Informacje te mają duże znaczenie przy podejmowaniu działań eliminujących potencjalne zdarzenia wypadkowe, a więc w konsekwencji prowadzą do minimalizacji przyszłych strat finansowych zakładu.

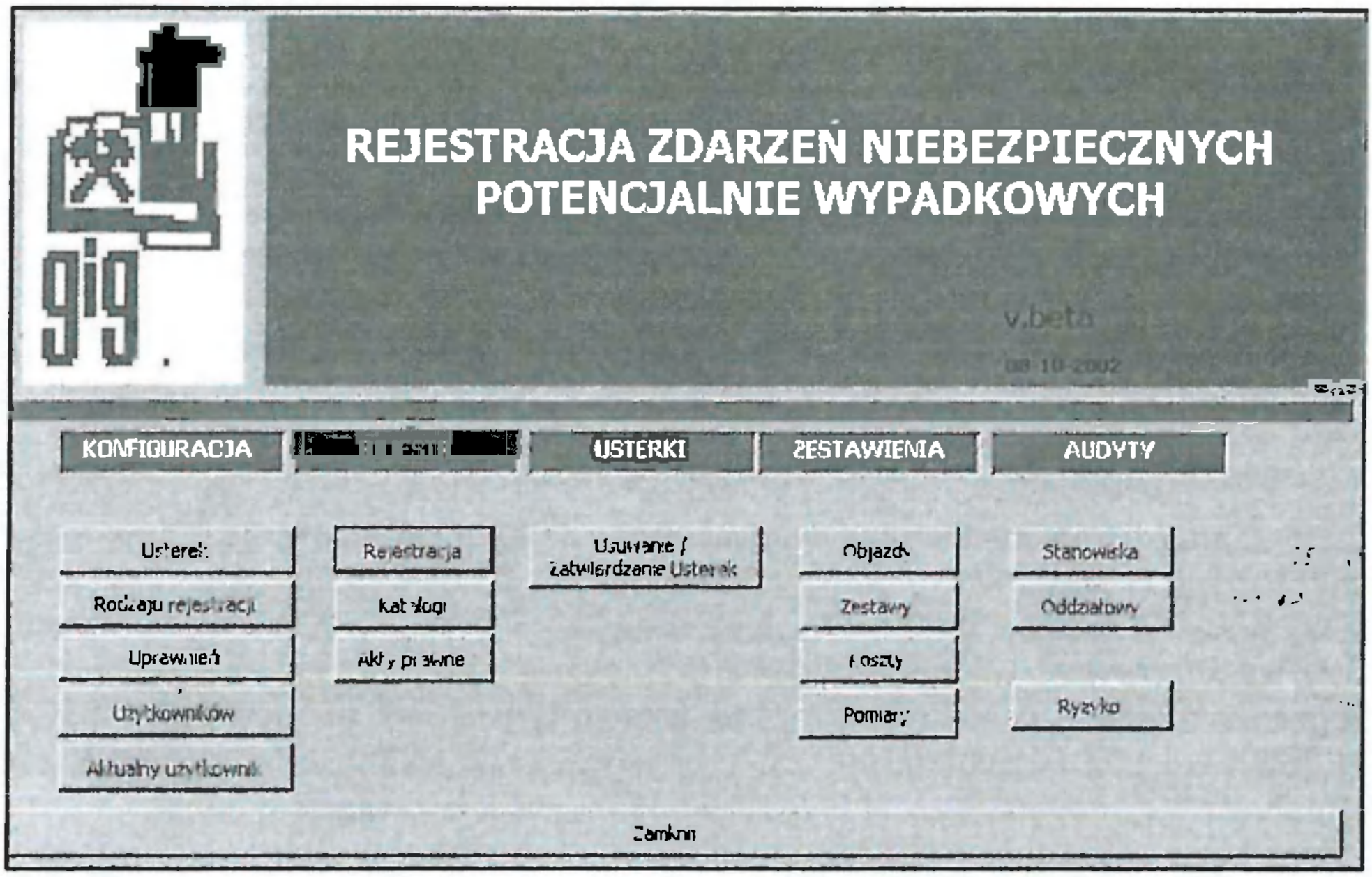
5. Moduł „*Rejestracja zdarzeń niebezpiecznych i potencjalnie wypadkowych*”

Dostępne programy komputerowe ukierunkowane są na ewidencję zagrożeń powodowanych przez czynniki szkodliwe w środowisku pracy oraz na danych charakteryzujących wypadki przy pracy, wraz z ich analizą. Programy te nie dostarczają informacji o zdarzeniach potencjalnie wypadkowych i awaryjnych, którym przy odpowiedniej prewencji można skutecznie zapobiegać, obniżając w konsekwencji ogólny poziom wypadkowości. Nowy moduł systemu *SWZBP* jest autorskim opracowaniem GIG powstałym we współpracy z zespołem Katowickiego Holdingu Węglowego. Rys. 5.1 przedstawia ekran wejściowy tego modułu.

Moduł realizuje następujące funkcje:

- identyfikację komórek organizacyjnych,
- wyznaczenie zespołów do przeglądu lub audytorów wewnętrznych,
- ustalenie listy obszarów problemowych i kryteriów oceny,
- określenie trasy i miejsc przeglądu lub audytu,
- przeprowadzenie przeglądu lub audytu,
- sformułowanie zaleceń korygujących dla stwierdzonych nieprawidłowości lub usterek,
- przypisanie zaleceń realizacji imiennie wyznaczonym osobom,
- określenie terminu i sposobu wykonania polecenia,
- kontrola, ocena i zatwierdzenie poprawności wykonanego polecenia.

Efektywność modułu polega nie tylko na rejestracji zdarzeń potencjalnie niebezpiecznych, ale przede wszystkim na szybkim uzyskaniu odpowiedzi na pytanie **DLACZEGO?** do nich dochodzi, co jest ich przyczyną? Systematyczne diagnozowanie warunków pracy polega, bowiem na „wychwytywaniu” zagrożeń w ich fazie statycznej, a nie dynamicznej, kiedy doprowadzają one do wypadku lub awarii. Prowadzenie działań korygujących dla stwierdzonych odstępstw, ma na celu likwidowanie, często nie jednego, a całego splotu wielu okoliczności, które mogą być zwiastunami zdarzeń krytycznych, czyli potencjalnych stanów zagrożeń. Przykładowo stosowana w górnictwie polskim procedura polega na przeprowadzaniu przez średni wyższy dozór tzw. objazdów (audytów), z których sporządza się szczegółowe raporty zawierające ocenę istniejącej sytuacji, określenia zadań i poleceń niezbędnych do zapewnienia bezpiecznych warunków prowadzenia szeroko rozumianej eksploatacji górniczej. Każde ze stwierdzeń określających odchylenie od normy podlega ocenie znaczenia i w zależności od ich wpływu na poziom bezpieczeństwa uruchamia proces decyzyjny na różnych szczeblach zarządzania kopalnią. Podejmowane decyzje naprawcze muszą, zgodnie z przepisami, posiadać określonego z imienia i nazwiska wykonawcę działań naprawczych lub zapobiegawczych, po których realizacji następuje ponowna ocena stanu bezpieczeństwa.



Rys.5.1. Ekran wejściowy modułu „Rejestracja zdarzeń niebezpiecznych i potencjalnie niebezpiecznych"
Fig. 5.1. Input display screen in the module "Registration of dangerous and potentially accidental occurrences"

Dotychczasowe doświadczenia we wdrażaniu omawianego programu wskazują na dużą jego użyteczność nie tylko do bieżących działań profilaktycznych, ale także przy wdrażaniu procedur systemu zarządzania bezpieczeństwem w zrozumieniu norm serii PN 18000.

W omawianym module podjęto próbę parametryzacji ocen stosując skalę punkową uwzględniającą wagę wpływu danej obserwacji na lokalny (miejscowy) poziom bezpieczeństwa. Z uśrednienia ocen wystawionych przez poszczególnych uczestników zespołu oceniającego (audytorów) program sam wylicza wielkość liczbową odkreślająca stan bezpieczeństwa. Wielkość ta może być wykorzystana w następnej funkcji modułu do oceny ryzyka zawodowego wymaganego przez znowelizowany kodeks pracy. Nowoczesne metody oceny ryzyka zawodowego preferują postępowanie niewymagające zbyt wysokich kwalifikacji zespołu oceniającego. Dlatego nie należy ograniczać zespołu oceniającego tylko do specjalistów z zakresu danej problematyki, ale umożliwić wykonanie oceny ryzyka samym pracownikom zatrudnionych w ocenianym rejonie, wykorzystując do tego celu informacje o ich subiektywnych odczuciach, wynikających z ich obserwacji, z ich doświadczeń i ich intuicji zawodowej. Pracownicy wykonawczy znają najlepiej swoje stanowiska, i potrafią dostarczyć wielu cennych informacji o ryzyku zawodowym.

Wyróżnia się dwa aspekty zagrożenia zawodowego: *wypadkowe* i *chorobowe*. Każde z nich wymaga odrębnego podejścia dla rozpoznania, scharakteryzowania, a także - zlokalizowania grupy narażonych pracowników. W module *wzbp* zagrożenia są identyfikowane na podstawie ewidencjonowanych danych w bazie oraz na podstawie wiedzy, i doświadczenia pracowników o potencjalnych zagrożeniach, które mogą wystąpić na ich stanowiskach pracy. Aktywny udział pracowników w ocenie ryzyka zawodowego na stanowiskach pracy stanowi obecnie je-

den z podstawowych warunków skutecznego wdrażania działań podejmowanych w zakresie poprawy bezpieczeństwa pracy, ponieważ największą liczbę ryzykownych zachowań powodują sami pracownicy.

6. Podsumowanie

Scharakteryzowany informatyczny System Wspomagania Zarządzania Bezpieczeństwem Pracy jest narzędziem uniwersalnym, nadającym się do zastosowania w każdym przedsiębiorstwie lub większej organizacji gospodarczej. Modułowa budowa i sposób organizacji baz danych Systemu, umożliwia dostosowanie go do indywidualnych potrzeb użytkownika niezależnie od wielkości i liczby zakładów czy pracowników oraz rodzaju działalności. System jest przygotowany do natychmiastowego wdrożenia w dowolnym zakładzie górniczym, natomiast zastosowanie w innych zakładach sprowadza się do ograniczenia (wyłączenie) jego mniej lub nieprzydatnych w danych warunkach możliwości i rezygnacji z niektórych funkcji. Łatwość wprowadzania bieżących zmian zapewnia równoległa struktura budowy systemu, pozwalająca na usuwanie i dodawania funkcji bez zmian w pozostałych modułach i elementach. System został zaprojektowany w oparciu o aktualnie obowiązujące normy prawne obowiązujące w polskim przemyśle, w tym w polskim górnictwie węglowym oraz w zakresie systemów zarządzania bezpieczeństwem pracy. W końcowej fazie testowania jest sieciowa wersja systemu obsługująca wszystkie kopalnie Katowickiego Holdingu Węglowego.

Literatura

[1] Kubik I., A. Lipowczan 1997, Doświadczenia wdrożeniowe komputerowego programu wspomagania służb bhp. w zakładach przemysłowych Mat. Konf. nt. Zarządzanie bezpieczeństwem i higieną pracy w przedsiębiorstwie, Warszawa 1997 wyd. CIOP str. 223 - 233

[2] Lipowczan A. 1998, Komputerowe wspomaganie zarządzania bezpieczeństwem pracy w kopalni. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej '98 Kraków 1998 , 581- 589.

[3] Kubik. I, Lipowczan A. 1998, Program komputerowy wspomagający służby bhp w kopalniach, Przegląd Górniczy nr 10/1998, 14 – 20.

[4] Lipowczan A.; Komputeryzacja działów bhp, - Atest nr 7/99

[5] Kubik I., Lipowczan A. 1999 , Program komputerowy wspomagania służb bhp w zakresie analizy wypadków Materiały Szkoły Zarządzania Bezpieczeństwem 25-29.91.99 Ustroń wyd. GIG seria Konferencje str. 259-269

[6] Kubik I., Lipowczan A. 2000, Oszacowanie kosztów wypadków przy pracy. Program komputerowy Wypadek-Koszty, Zastosowania Ergonomii Nr 1 2000.

[7] Kubik. I. Lipowczan A. 2000, Metoda szacowania kosztów wypadków przy pracy i zdarzeń wypadkowych, opracowana w GIG. Funkcja ekonomiczna programu Wypadek- Koszty. Bezpieczeństwo Pracy Nauka i Praktyka Nr 9 2000.

[8] Kubik I., Lipowczan A. 2000 Komputerowy program Wypadek- Koszty wspomagani służb bhp w zakresie rejestracji kosztów wypadków przy pracy. Funkcje pomocnicze programu, Bezpieczeństwo Pracy Nauka i Praktyka nr 10, 2000.

[9] Gajos S., Lipowczan A., Kubik I., Małobęcki E., Rams P. 2001, System wspomagania zarządzania bezpieczeństwem,- Bezpieczeństwo Pracy i ochrona środowiska WUG 3(79)2001.

[10] Lipowczan A., Kubik I. 2002 Wspomaganie komputerowe zarządzania bezpieczeństwem w dużych organizacjach przemysłowych. Materiały II Konferencji nt. „Człowiek w sytuacji zagrożenia, Kryzysy, Katastrofy, Kataklizmy, Ustroń 2002 wyd. Uniwersytet Śląski Katowice 2002.

Computer system to assists, the process of health and safety management in mines

Abstract

The paper presents the newly developed software that assists the process of health and safety management in mines. Three activity areas of health and safety sections have been identified. These are:

- making inventories and keeping records of hazards at individual workplaces, together with preparing assessments of the measured data on the basis of comparison with the operative regulations, and planning the realisation of research and measurements within the time periods that result from the law,
- computing and economic calculations that comprise the whole of the costs related to safety, including the detailed calculation of the costs of accidents and incidents broken down to those borne by the employer, superior organisations and insurance companies. This area also covers procedural servicing of the accidents in accordance with the requirements of the labour legislation,
- preparing analyses of risk in terms of the requirements of the labour code through recording the settlements of inspection- control actions leading to auditing the state of safety after the management system has been introduced in accordance with the ISO 18000 series standards referred to above.

For the scopes mentioned above, the software has been developed which ensures automation of: repetitive analytical- recording actions, many- years' archiving and storage of results of measurements and assessments of hazards at the individual workplaces, preparing of a full documentation of accidents and occurrences potentially leading to accidents. An entirely new, originally developed, segment of the system is the software that documents the results of inspections and audits at workplaces, conducted with the view of recognition of potential sources of hazards, and of a trial to make the parametric assessment of the risk. The system developed for nearly eight years, is currently presented in a network version designed for great business organisations, such as Katowice Coal Holding Company. Included in the system structure is the possibility of maximal automation of individual servicing actions, entering of the data from other computer systems, and the principles of creation of the so- called parallel programming structure that ensures the flexibility in adding new and withdrawal of needless functions.

Recenzent: dr inż. Andrzej Hebda

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 329–346

Jan SZLĄZAK, Nikodem SZLĄZAK
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków, e-mail: szlazak@agh.edu.pl

Wpływ restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w Polsce na stan bezpieczeństwa pracy

Słowa kluczowe

bezpieczeństwo pracy - wypadkowość - nakłady na bezpieczeństwo pracy – koszty wypadków - profilaktyka

Streszczenie

W referacie przedstawiono analizę zależności występującej pomiędzy działaniami restrukturyzacyjnymi w górnictwie, nakładami na utrzymanie systemu bezpieczeństwa pracy i kosztami zaistniałych wypadków. Analizę wykonano w oparciu o materiały źródłowe pozyskane z kopalń i spółek węglowych. Uzyskany w formie ankiety materiał obejmował 19 kopalń zgrupowanych w spółkach węglowych i jedną kopalnię samodzielną. Wobec aktualnie istniejących 42 kopalń materiał ten dotyczył więc blisko 48% całości polskiego górnictwa. Wyniki analizy przedstawiono na tablicach, a niektóre z nich zilustrowano graficznie. W podsumowaniu sformułowano spostrzeżenia i wnioski wynikające z przeprowadzonej analizy.

1. Wstęp

Pogarszający się w ostatnim okresie czasu stan bezpieczeństwa pracy w polskich kopalniach tłumaczony jest często niedostatecznymi i ciągle zmniejszającymi się nakładami na system bezpieczeństwa pracy. Okres reformowania górnictwa węgla kamiennego, który zapoczątkowany został wraz ze zmianami ustrojowymi w Polsce w roku 1989 z pewnością nie sprzyja nadmiernemu wydatkowaniu pieniędzy na bezpieczeństwo pracy w górnictwie.

Szukając potwierdzenia, bądź odrzucenia tej tezy autorzy niniejszego referatu podjęli próbę dokonania analizy ponoszonych przez kopalnie i spółki węglowe wydatków na utrzymanie systemu bezpieczeństwa pracy konfrontując je z kosztami zaistniałych wypadków.

Wskazano także na główne cele restrukturyzacji górnictwa, którymi są zmniejszenie zatrudnienia oraz zmniejszenie zdolności wydobywczych kopalń i uzyskanie przez to rentowności sektora. Autorzy starali się znaleźć związek pomiędzy ilością wypadków i poziomem zatrudnienia oraz wielkością wydobycia. W tym celu obliczono, a następnie analizowano wskaźniki częstości wypadków dla wybranych spółek węglowych.

Chcąc uzyskać materiał badawczy autorzy zwrócili się do zarządów wszystkich spółek węglowych i kopalń samodzielnych z prośbą o wypełnienie załączonej do pisma ankiety. Odpowiedź uzyskano z czterech spółek węglowych i jednej kopalni samodzielnej. Łącznie więc uzy-

skany materiał badawczy dotyczył 20 kopalń, co wobec 42 aktualnie istniejących stanowi ok. 48% możliwego do uzyskania materiału.

Odpowiedzi nadesłały: Rudzka Spółka Węglowa S.A., Nadwiślańska Spółka Węglowa S.A., Rybnicka Spółka Węglowa S.A., Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. oraz Lubelski Węgiel KWK Bogdanka S.A.

Nadesłany materiał badawczy przygotowany był bardzo rzetelnie. W wielu przypadkach, oprócz wypełnionej tabeli dołączone były dodatkowe komentarze i wskazania iż temat jest niezwykle ważny i wymaga nawet pogłębionych studiów. Wszystkim zarządom spółek i kopalń, które pozytywnie zareagowały na naszą prośbę pragniemy tą drogą serdecznie podziękować.

2. Opis materiału badawczego

Intencją autorów było ustalenie zależności pomiędzy nakładami ponoszonymi na utrzymanie systemu bezpieczeństwa pracy w spółce węglowej a kosztami ponoszonymi przez tą spółkę na skutek zaistniałych wypadków. Przekazany materiał w większości przypadków dotyczył poszczególnych kopalń, a następnie był przetwarzany na poziomie spółki.

W celu poszerzenia informacji o nakładach na system bezpieczeństwa pracy poproszono także o wykazanie nakładów inwestycyjnych poniesionych na cele bhp. Zatem, jako nakłady poniesione na utrzymanie systemu bhp potraktowano łącznie wydatki na utrzymanie kopalnianej służby bhp oraz koszty inwestycji bhp.

Utrzymanie służby bhp to przede wszystkim płace pracowników tego działu, ale także koszty utrzymania pomieszczeń, opłaty za media, urządzenia techniczne, wyposażenie biurowe, zlecane analizy bhp, ekspertyzy, badania, koszty utrzymania łaźni, koszty utrzymania w czystości ubrań ochronnych, itp.

Koszty inwestycji bhp to poniesione wydatki na sprzęt ochrony osobistej, np.: maski przeciwpyłowe, aparaty izolujące, w tym aparaty ucieczkowe, pochłaniacze, ubrania ochronne, metanomierze, indywidualny sprzęt pomiarowy oraz instalacje ochrony zbiorowej, np.: metanometria automatyczna, odmetanowanie, zapory przeciwwybuchowe, CO-metria, instalacja podsadzkowa, w tym do podawania pyłów dymnicowych, a także wyposażenie o wyższej jakości i wyższym standardzie bezpieczeństwa.

Z kolei koszty wypadków obrazują wydatki bezpośrednie ogółem poniesione w związku z wypadkami. Obliczono także średnie koszty pojedynczych wypadków śmiertelnych, ciężkich i pozostałych w analizowanych spółkach węglowych oraz podano ilość wypadków w poszczególnych kategoriach.

Materiał analityczny obejmuje lata 1990-2001. Jednakże ze względu na różny sposób rejestrowania wydatków na bhp i kosztów wypadków przed powołaniem spółek węglowych, a także na ograniczony już dostęp do materiałów źródłowych sprzed 1993 r., kiedy to powołano spółki węglowe – postanowiono dla ujednolicenia danych rozważyć tylko okres od 1993 r. do 2001 r.

Uzyskany materiał był następnie wzbogacony o dane zaczerpnięte z PARG WK (zatrudnienie, wydobycie) i przetwarzany w różnych konfiguracjach.

W związku z zamierzonymi zmianami organizacyjnymi w górnictwie warto wymienić nazwy kopalń wchodzących aktualnie w skład poszczególnych spółek węglowych. Materiał źródłowy tych właśnie kopalń stał się podstawą niniejszej analizy. Są to następujące kopalnie:

- Rudzka Spółka Węglowa S.A.: Bielszowice, Halemba, Pokój, Polska-Wirek, Siemianowice, Barbara Chorzów. Dwie ostatnie kopalnie są już obecnie zlikwidowane.
- Nadwiślańska Spółka Węglowa S.A.: Piast, Czeczott, Ziemowit, Janina, Brzeszcze, Silesia. Aktualnie Piast i Czeczott stanowią jedną kopalnię. Kopalnia Jaworzno jest samodzielną kopalnią (Zakład Górniczo-Energetyczny Sobieski-Jaworzno III), a kopalnia Siersza została zlikwidowana.
- Rybnicka Spółka Węglowa S.A.: Jankowice, Chwałowice, Anna, Marcel, Rydułtowy, 1-go Maja. Również w tej spółce ta ostatnia kopalnia jest już zlikwidowana.
- Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.: Jas-Mos, Pniówek, Borynia, Zofiówka, Krupiński i zlikwidowana już kopalnia Morcinek.

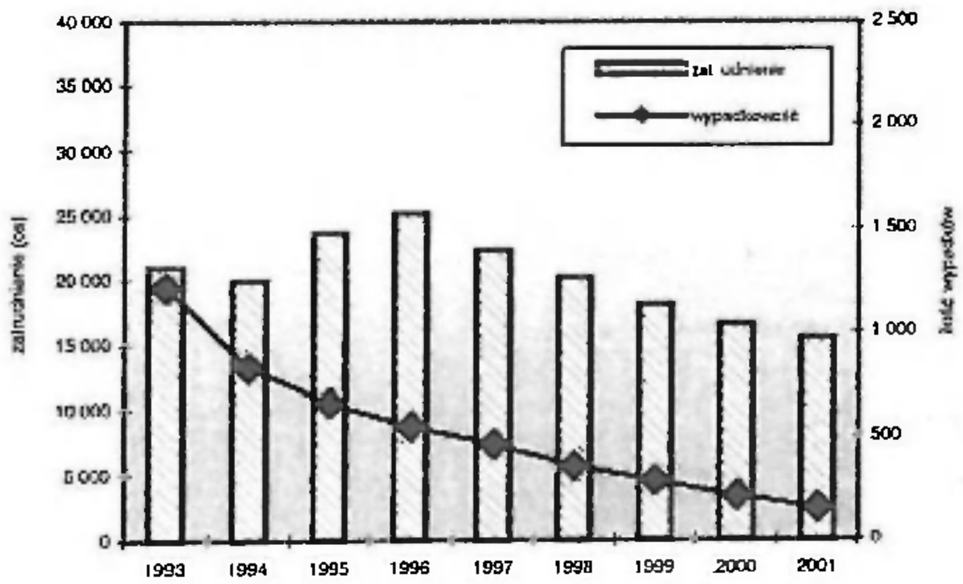
3. Analiza zmian wypadkowości w latach 1993-2001

W tablicy 3.1 zestawiono dane dotyczące zatrudnienia, wydobycia oraz ilości wypadków w Rudzkiej, Nadwiślańskiej, Rybnickiej i Jastrzębskiej Spółce Węglowej. Obliczono również procentowe zmiany wymienionych wielkości w analizowanych latach. Dane dotyczące KWK Bogdanka pominięto w dalszych rozważaniach jako nieporównywalne pod względem wielkości ze spółkami węglowymi.

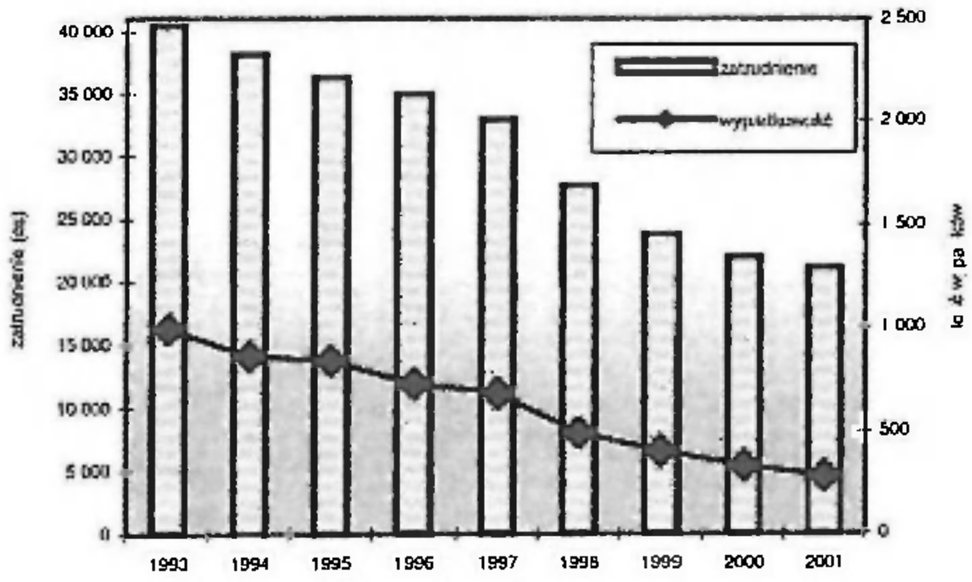
3.1. Zależność pomiędzy ilością wypadków ogółem i wielkością zatrudnienia.

Dane dotyczące wielkości zatrudnienia oraz ilości wypadków w analizowanych spółkach węglowych zilustrowano graficznie na rys. 3.1 - 3.6. Na rys. 3.1 - 3.4 zilustrowano omawiane zmiany w poszczególnych spółkach węglowych, natomiast na rys. 3.5 i 3.6 pokazano ich zestawienie dla wszystkich spółek.

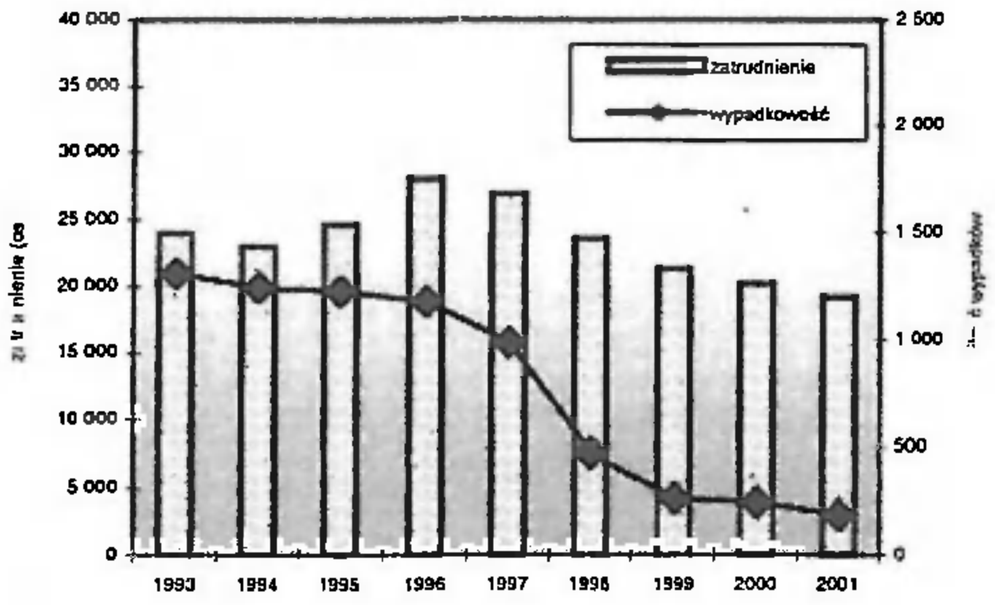
Istotnym elementem analizy jest stwierdzenie, że na przestrzeni lat od 1993 - 2001 zarówno zatrudnienie jak i ilość wypadków systematycznie malały. Jednakże tempo zmian tych wielkości było różne.



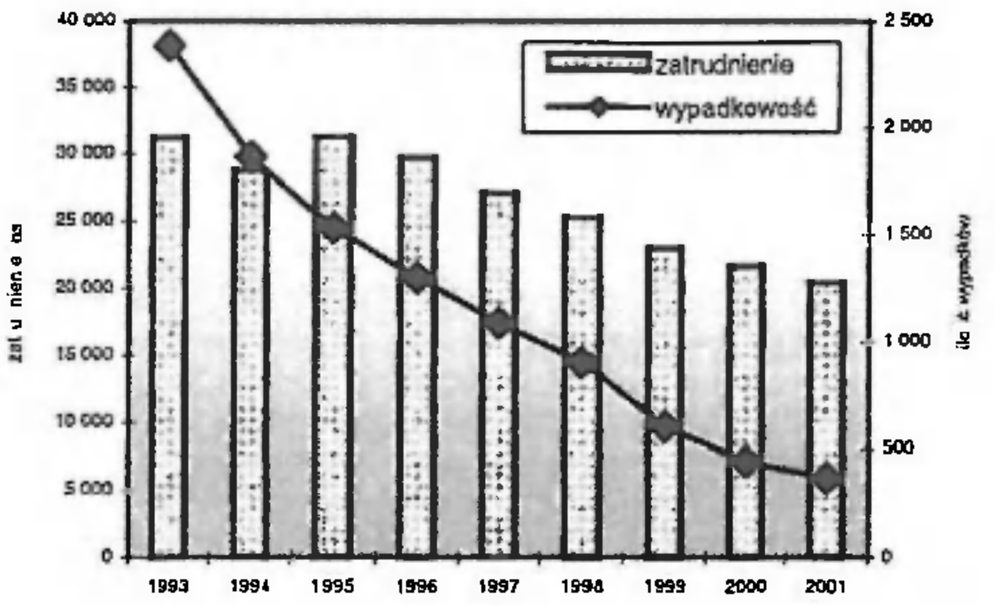
Rys. 3.1. Poziom zatrudnienia i wypadkowości w Rudzkiej SW S.A.
Fig. 3.1. Employment and accident rate in Rudzka Mining Company



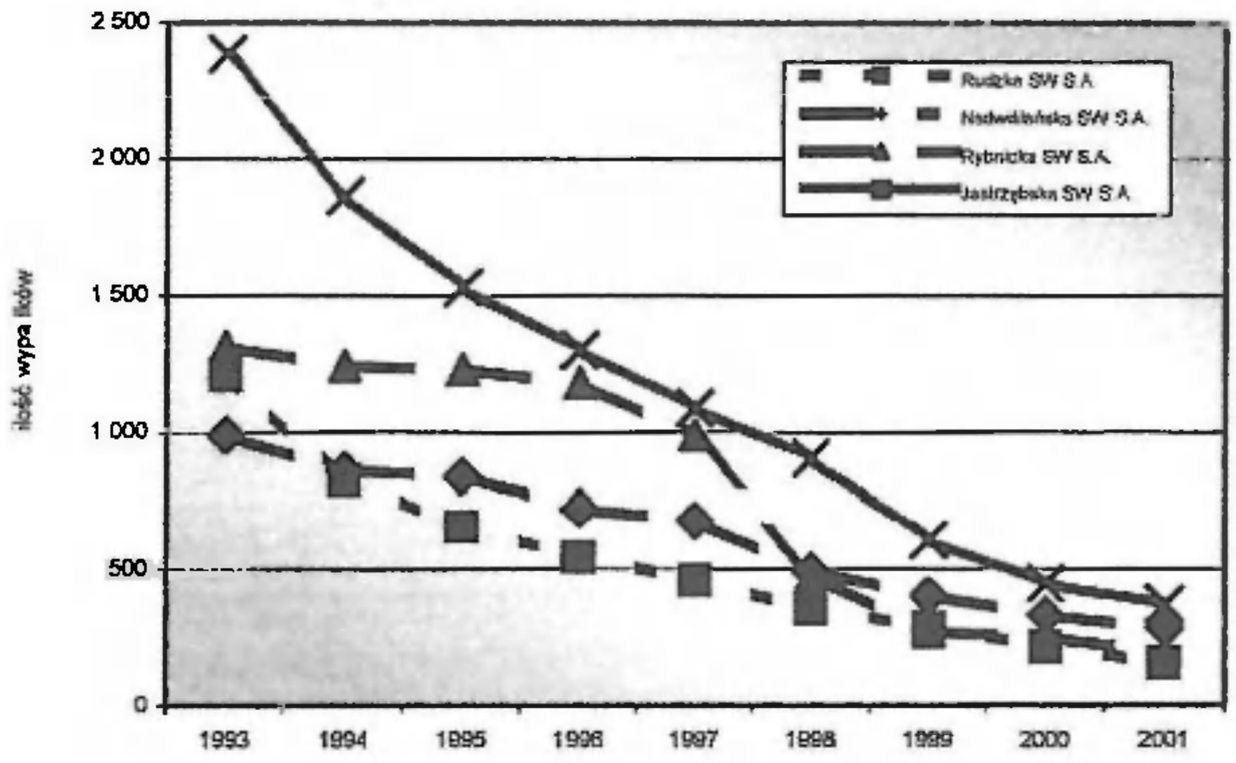
Rys. 3.2. Poziom zatrudnienia i wypadkowości w Nadwiślańskiej SW S.A.
Fig. 3.2. Employment and accident rate in Nadwiślańska Mining Company



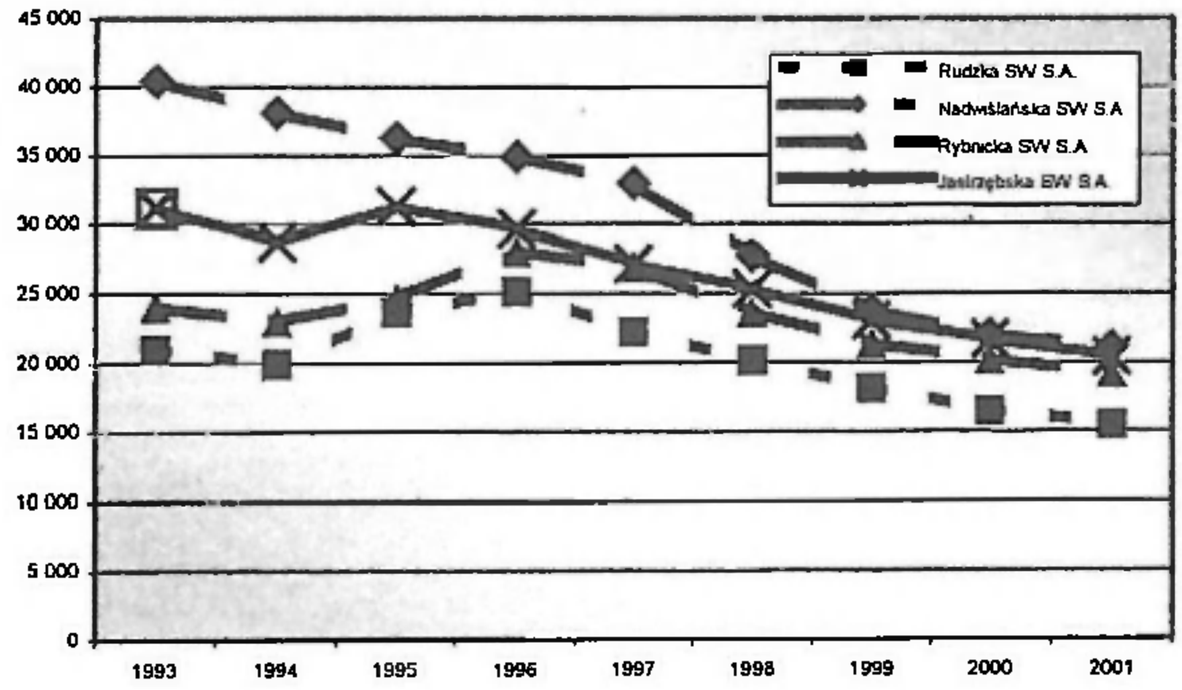
Rys. 3.3. Poziom zatrudnienia i wypadkowości w Rybnickiej SW S.A.
Fig. 3.3. Employment and accident rate in Rybnicka Mining Company



Rys. 3.4. Poziom zatrudnienia i wypadkowości w Jastrzębskiej SW S.A.
Fig. 3.4. Employment and accident rate in Jastrzębska Mining Company



Rys. 3.5. Zatrudnienie w spółkach węglowych
Fig. 3.5. Employment in mining companies



Rys. 3.6. Zestawienie poziomu wypadkowościw spółkach węglowych
Fig. 3.6. Accident rate in mining companies

Największy spadek zatrudnienia zarejestrowano w tym okresie w Nadwiślańskiej Spółce Węglowej. Na koniec 2001 roku zatrudnienie w tej spółce osiągnęło poziom ok. 52% zatrudnienia z roku 1993. Z kolei najmniejszą redukcję zatrudnienia odnotowano w Rybnickiej Spółce Węglowej, w której na koniec 2001 roku osiągnięto ok. 80% poziomu zatrudnienia z roku 1993.

Pozostałe dwie spółki zmniejszyły zatrudnienie w tym okresie od 26% (Rudzka SW) do ok. 35% (Jastrzębska SW).

Dynamika zmian liczby wypadków ogółem była znacznie większa od dynamiki redukcji zatrudnienia. Najkorzystniejszy wynik uzyskała w tym przypadku Rudzka Spółka Węglowa, w której liczba wypadków na koniec 2001r. uzyskała poziom 12,5% wszystkich wypadków zarejestrowanych w 1993 roku.

Kolejne pozycje zajęły Rybnicka Spółka Węglowa (14,4%), Jastrzębska Spółka Węglowa (15,5%) oraz Nadwiślańska Spółka Węglowa (28,2%).

W tej sytuacji można stwierdzić, że najmniejszy (chociaż bardzo duży) postęp w poprawie bezpieczeństwa pracy uzyskała Nadwiślańska Spółka Węglowa, która przy największej redukcji zatrudnienia odnotowała najmniejszy spadek ilości wypadków. Niemniej jednak budujący jest fakt, iż dynamika spadku ilości wypadków znacznie wyprzedzała dynamikę redukcji zatrudnienia.

3.2. Zależność pomiędzy ilością wypadków i wielkością wydobycia.

Analizując zmiany wielkości wydobycia w okresie 1993 - 2001 (tab. 3.1) można stwierdzić, że mamy do czynienia ze znaczną redukcją wydobycia co wiąże się z redukcją zdolności produkcyjnych.

Największej redukcji zdolności produkcyjnych dokonała Nadwiślańska Spółka Węglowa, która na koniec 2001 roku osiągnęła 65% zdolności wydobywczych z roku 1993. W dalszej kolejności plasują się spółki: Rudzka (81,5%), Jastrzębska (87,5%) i Rybnicka (88,6%).

Zmiany wielkości wydobycia w poszczególnych spółkach węglowych na przestrzeni analizowanego okresu pokazano na rys. 3.6.

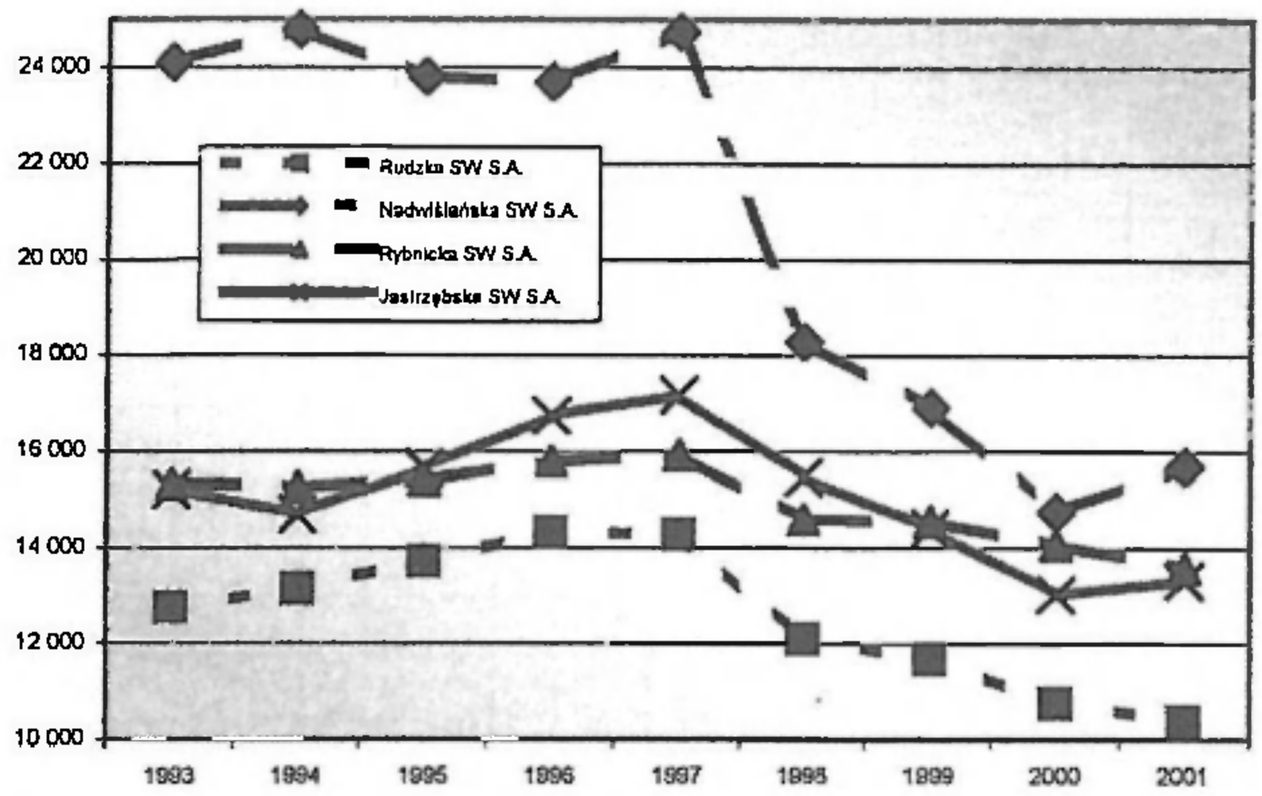
Analizując dane zawarte w tablicy 3.1 łatwo zauważyć, że zarówno spadek zatrudnienia, jak i redukcja zdolności produkcyjnych w spółkach węglowych nabierały dużego tempa dopiero od roku 1998, czyli od rozpoczęcia realizacji programu reformy górnictwa węgla kamiennego przewidzianego na lata 1998 - 2002. Do roku 1997 zarówno zatrudnienie jak i wydobycie utrzymywało się niemal na stałym poziomie, z wyjątkiem zatrudnienia w Nadwiślańskiej i Jastrzębskiej Spółce Węglowej, które systematycznie obniżało się.

Warto przypomnieć, że optymalizacja zatrudnienia i wydobycia węgla były głównymi celami wymienionego programu reform górnictwa.

Istotne jest stwierdzenie, że w tym okresie bardzo dynamicznych zmian, jak pokazują dane ujęte w tablicy 3.1, również liczba wypadków gwałtownie spadała (rys. 3.1 - 3.4 i rys. 3.6).

Tablica 3.1. Zestawienie zatrudnienia, wydobycia i ilości wypadków w wybranych SW w latach 1993-2001
Table 3.1. Proportion of employment, output and number of accidents in selected mining companies from 1993-2001

Lp.	Nazwa SW	Wyszczególnienie	Lata								
			1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
1.	Rudzka Spółka Węglowa S.A.	zatrudnienie	20 885	19 872	23 619	25 119	22 240	20 145	18 098	16 523	15 449
		% (1993=100%)	100,0	95,0	113 0	120,3	106 5	96 5	86.7	79,1	74,0
		wydobycie (tys. ton)	12 756 0	13 147,0	13 728,1	14 330 2	14 288,6	12 090,9	11 675,7	10 760,0	10 394,4
		% (1993=100%)	100 0	103,1	107,6	112 3	112 0	94,8	91,5	84,4	81,5
		ilość wyp. razem	1 211	825	657	543	457	354	282	210	151
		% (1993=100%)	100 0	68,1	54,3	44,8	37,7	29,2	23 3	17,3	12,5
		wypadki ŚC	6 6	8/7	12/4	11/2	2/1	0/3	2 6	4/1	5/1
2.	Nadwiślańska Spółka Węglowa S.A.	zatrudnienie	40 404	38 085	36 240	34 864	32 894	27 722	23 763	21 947	21 072
		% (1993=100%)	100 0	94,3	89,7	86 3	81,4	68,6	58 8	54,3	52 2
		wydobycie (tys. ton)	24 111,6	24 790,1	23 812 5	23 703,5	24 742 9	18 290,7	16 922,3	14 752,4	15 680,4
		% (1993=100%)	100,0	102,8	98 8	98,3	102 6	75,9	70,2	61,2	65,0
		ilość wyp. razem	990	859	838	723	678	490	400	327	279
		% (1993=100%)	100 0	86 8	84,6	73	68,5	49,5	40,4	33,0	28 2
		wypadki ŚC	2/11	2/10	2/11	4/6	2/2	3/5	0/3	3/3	1/1
3.	Rybnicka Spółka Węglowa S.A.	zatrudnienie	23 984	22 946	24 628	28 015	26 879	23 586	21 285	20 180	19 157
		% (1993=100%)	100,0	95,7	102,7	116 8%	112 1	98 3	88 7	84,1	79,9
		wydobycie (tys. ton)	15 331 2	15 252,5	15 407,2	15 782,5	15 923,1	14 602,9	14 552 7	14 060 1	13 586 7
		% (1993=100%)	100,0	99,5	100,5	102,9	103,9	95,2	94 9	91,7	88,6
		ilość wyp. razem	1 309	1 241	1 227	1 179	987	474	267	216	188
		% (1993=100%)	100 0	94,8	93,7	90 1	75,4	36 2	20 4	18,8	14,4
		wypadki ŚC	5/6	1/3	1/2	8 6	1/0	3/3	2/1	1/1	4/1
4.	Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.	zatrudnienie	31 155	28 718	31 219	29 690	27 121	25 316	23 016	21 640	20 359
		% (1993=100%)	100 0	92,2	100,2	95 3	87,1	81,3	73 9	69,5	65 3
		wydobycie (tys. ton)	15 210 5	14 700 9	15 643,1	16 744,8	17 171,1	15 478 9	14 423 2	13 030,4	13 315,8
		% (1993=100%)	100,0	96,6	102 8	110,1	112 9	101,8	94,8%	85,7	87,5
		ilość wyp. razem	2 385	1 864	1 531	1 300	1 089	904	606	444	369
		% (1993=100%)	100 0	78,2	64,2	54,5	45,7	37,9	25,4	18 6	15,5
		wypadki ŚC	6/8	2/10	1/6	4/2	2/4	2/2	4/2	3/4	2 0



Rys. 3.7. Zestawienie wydobycia w spółkach węglowych (w tys. ton)
Fig. 3.7. Output in mining companies (in thousands of tonnes)

4. Analiza zmian częstotliwości wypadków

Spośród wielu wskaźników obrazujących częstotliwość wypadków wybrano dwa, które zdaniem autorów najlepiej ilustrują ten problem. Są to wskaźniki wypadkowości:

- w przeliczeniu na 1.000 zatrudnionych, liczony wg wzoru:

$$W_1 = \frac{W}{Z} * 1.000 \qquad (4.1)$$

- w przeliczeniu na 1.000.000 ton wydobycia, liczony wg wzoru:

$$W_2 = \frac{W}{T} * 1.000.000 \qquad (4.2)$$

gdzie:

W_1, W_2 - wskaźniki częstotliwości wypadków,
W - ilość wypadków,
Z - zatrudnienie w danym roku (osób),
T - wydobycie roczne (ton).

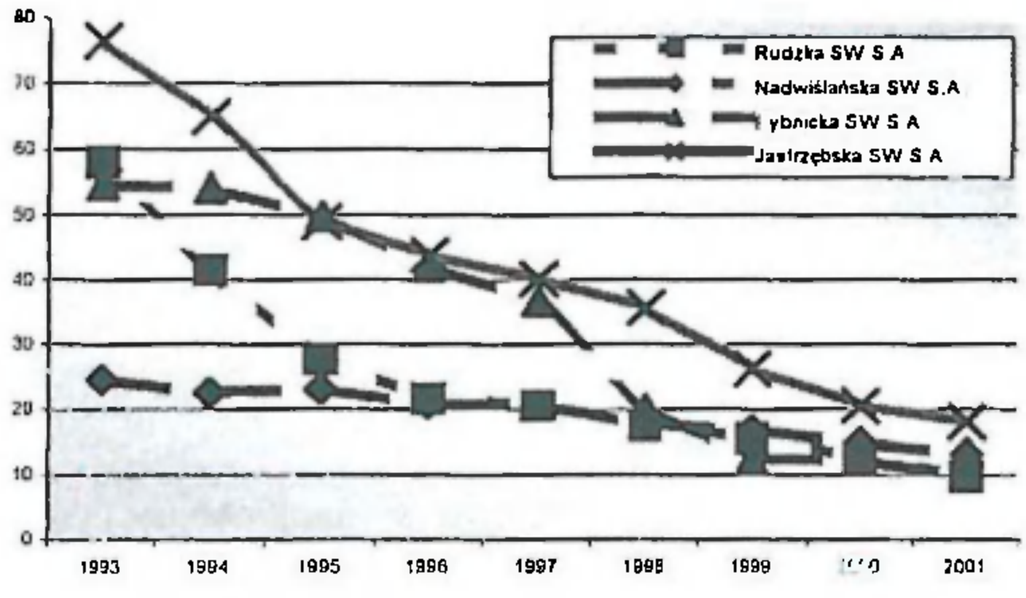
Wskaźniki obliczone wg podanych wzorów zestawiono w tablicy 4.1 oraz zilustrowano na rysunkach 4.1 i 4.2. Najwyższe wartości wskaźników częstotliwości wypadków odnotowano w Jastrzębskiej Spółce Węglowej. Znacznie rozproszone wartości tych wskaźników w różnych spółkach w latach 1993 – 1996, zbliżają się do siebie w latach następnych. Na przestrzeni całego analizowanego okresu wartości wskaźników częstotliwości wypadków maleją z tym, że największa intensywność ich zmian występuje w latach 1997 - 2001.

Największy postęp w dziedzinie poprawy bezpieczeństwa pracy, oceniając wg analizowanych wskaźników osiągnęły spółki Rudzka i Rybnicka.

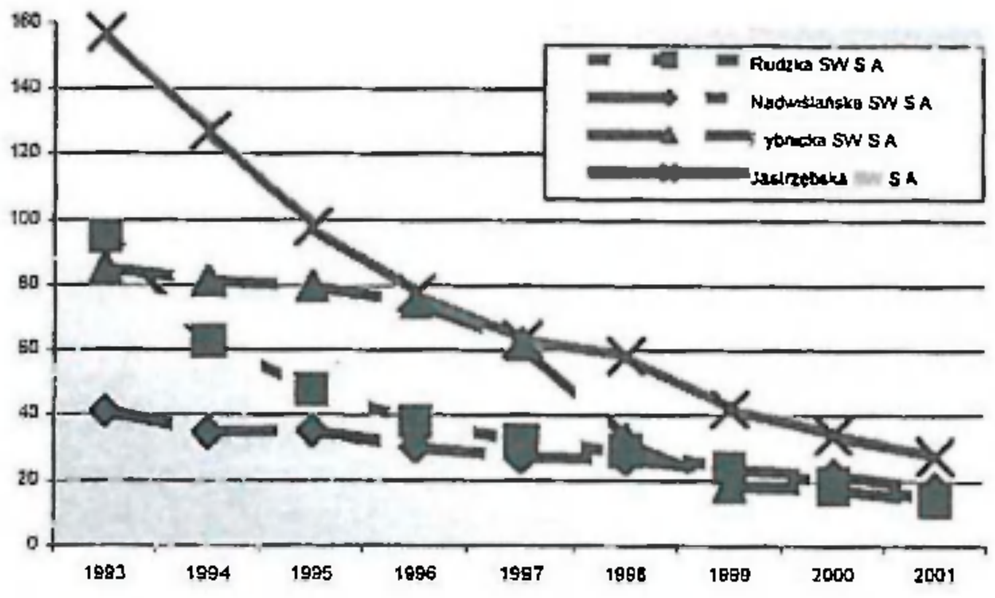
Malejące wartości wskaźników wypadkowości we wszystkich spółkach węglowych potwierdzają stałą dbałość o poprawę poziomu bezpieczeństwa pracy w kopalniach.

Tablica 4.1. Wskaźniki wypadkowości w przeliczeniu na 1.000 zatrudnionych i 1 mln ton wydobycia
Table 4.2. Indexes of accident rate in proportion to 1000 workers and output of 1 million tonnes

Lp.	Nazwa SW	Wyszczególnienie	Lata								
			1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
1.	Rudzka Spółka Węglowa S.A.	zatrudnienie	20 885	19 872	23 619	25 119	22 240	20 145	18 098	16 523	15 449
		wydobycie (tys. ton)	12 756,0	13 147,0	13 728,1	14 330 2	14 288,6	12 090,9	11 675,7	10 760,0	10 394 4
		ilość wypadków razem	1 211	825	657	543	457	354	282	210	151
		wsk.wyp. na 1000 zatrud.	57,98	41,52	27,82	21,62	20,55	17,57	15,58	12,71	9,77
		wsk.wyp. na 1mln ton	94,94	62,75	47,86	37,89	31,98	29,28	24,15	19,52	14,53
2.	Nadwiślańska Spółka Węglowa S.A.	zatrudnienie	40 404	38 085	36 240	34 864	32 894	27 722	23 763	21 947	21 072
		wydobycie (tys. ton)	24 111,6	24 790,1	23 812,5	23 703,5	24 742,9	18 290 7	16 922,3	14 752,4	15 680 4
		ilość wypadków razem	990	859	838	723	678	490	400	327	279
		wsk.wyp. na 1000 zatrud	24 50	22,55	23,12	20,74	20 61	17,68	16 83	14,90	13,24
		wsk.wyp. na 1mln ton	41,06	34 65	35,19	30,50	27,40	26,79	23,64	22,17	17,79
3.	Rybnicka Spółka Węglowa S.A.	zatrudnienie	23 984	22 946	24 628	28 015	26 879	23 586	21 285	20 180	19 157
		wydobycie (tys. ton)	15 331,2	15 252,5	15 407,2	15 782,5	15 923,1	14 602 0	14 552,7	14 060 1	13 586,7
		ilość wypadków razem	1 309	1 241	1 227	1 179	987	474	267	246	188
		wsk.wyp. na 1000 zatrud.	54,58	54 08	49,82	42,08	36,72	20,10	12,54	12,19	9,81
		wsk.wyp. na 1mln ton	85 38	81,36	79,64	74 70	61,99	32,46	18,35	17,50	13,84
4.	Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.	zatrudnienie	31 155	28 718	31 219	29 690	27 121	25 316	23 016	21 640	20 359
		wydobycie (tys. ton)	15 210,5	14 700,9	15 643,1	16 744,8	17 171,1	15 478,9	14 423,2	13 030,4	13 315,8
		ilość wypadków razem	2 385	1 864	1 531	1 300	1 089	904	606	444	369
		wsk.wyp. na 1000 zatrud.	76 55	64 91	49,04	43,79	40,15	35,71	26,33	20 52	18,12
		wsk.wyp. na 1mln ton	156,80	126,79	97,87	77,64	63,42	58 40	42 02	34,07	27,71



Rys. 4.1. Wskaźniki częstotliwości wypadków w przeliczeniu na 1.000 zatrudnionych w SW
Fig. 4.1. Indexes of accident frequency in proportion to 1000 workers in mining companies



Rys. 4.2. Wskaźniki częstotliwości wypadków w przeliczeniu na 1 mln ton wydobycia w SW
Fig. 4.2. Indexes of accident frequency in proportion to 1 million tonnes of output in mining companies

5. Analiza zależności pomiędzy wydatkami na system bezpieczeństwa pracy a kosztem wypadków

Systemem bezpieczeństwa pracy nazwano istniejącą strukturę organizacyjną i wyposażenie, a także wszelkie podejmowane działania organizacyjne, techniczne i ekonomiczne, których celem jest utrzymanie lub poprawa określonego w strategii spółki poziomu bezpieczeństwa pracy. Na koszty bezpieczeństwa pracy składają się więc wydatki na utrzymanie służby bhp oraz nakłady na inwestycje podnoszące poziom bezpieczeństwa pracy, o których to działaniach szerzej wspomniano wcześniej.

5.1. Nakłady na bhp i koszty wypadków ogółem

Określenie „nakłady na bhp" obejmuje w tym przypadku łączne nakłady na utrzymanie służby bhp oraz inwestycje związane z bezpieczeństwem pracy. Przekazane dane źródłowe analizowanych spółek węglowych zestawiono w tablicy 5.1. Łączne wykazanie nakładów na bhp uzasadnione jest również tym, że w ogólnej kwocie nakładów wydatki na utrzymanie służby bhp nie przekraczają 10% (rys. 5.1 - 5.4).

Liczby wskazują na stały wzrost nakładów na bhp w cenach bieżących. Równocześnie, chociaż znacznie wolniej wzrastają w poszczególnych latach także koszty wypadków. Aby uzyskać porównywalny obraz zjawiska przeliczono zarówno wydatki na bhp, jak i koszty wypadków w cenach roku 2001 (tab. 5.2). W tym przypadku nakłady na bhp ogółem generalnie utrzymywały się na poziomie zbliżonym do stałego, chociaż w niektórych spółkach węglowych można było zauważyć ich zmiany zarówno w górę, jak i w dół.

.2. Nakłady na bhp i koszty wypadków w przeliczeniu na jednego zatrudnionego

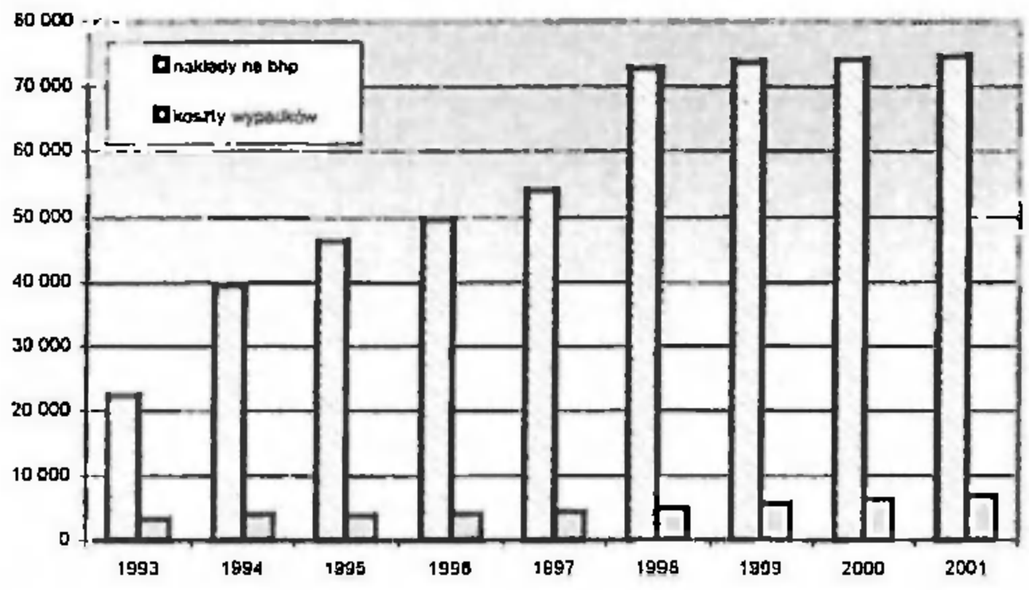
Chcąc porównywać ze sobą w tych przekrojach spółki węglowe należałoby odnieść wydatki a bhp i koszty wypadków do jednostek porównywalnych, takich jak zatrudnienie lub wielkość /ydobycia. W tablicy 5.2 podano więc wydatki na bhp i koszty wypadków także w przeliczeiu na jednego zatrudnionego w cenach bieżących i cenach roku 2001.

Tablica 5.1. Relacja nakładów na system bhp i kosztów wypadków w cenach bieżących
Table 5.1. Proportion of expenditure on work safety and costs of accidents at current prices

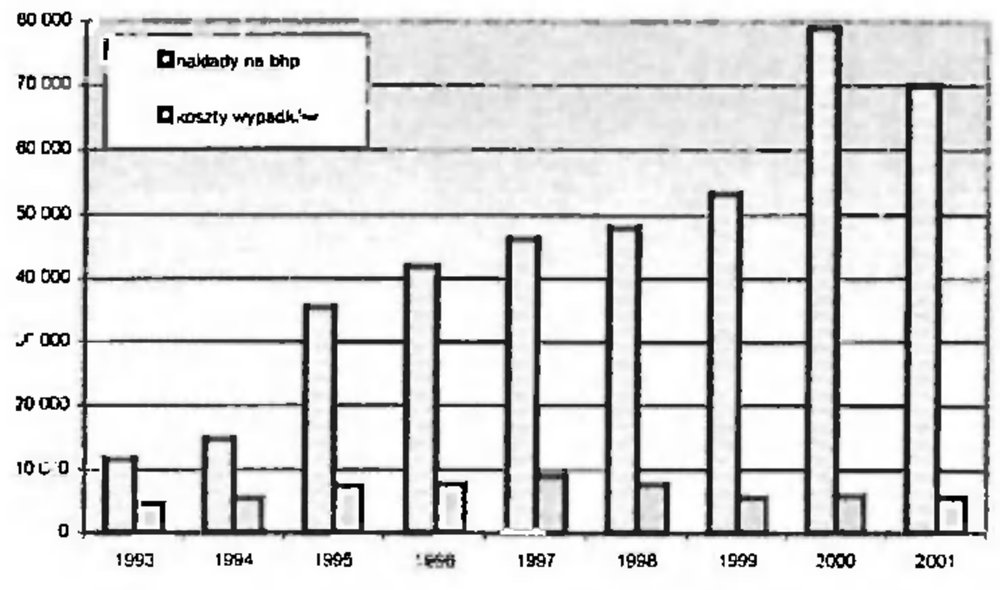
Lp.	Nazwa SW	Nakłady na bhp, koszty wypadków	Lata								
			1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
1.	Rudzka Spółka Węglowa S.A.	nakłady na bhp (tys. zł)	22 360,0	39 470,0	46 386,0	49 681,0	54 153,0	72 800,0	73 661,0	73 950,0	74 619,0
		koszty wypadków (tys. zł)	3 413,8	4 065,6	3 896,0	4 172,4	4 490,1	4 820,1	5 646,5	6 425,4	6 831,9
2.	Nadwiślańska Spółka Węglowa S.A.	nakłady na bhp (tys. zł)	11 619,4	14 574,2	35 410,0	41 841,6	46 186,5	47 992,9	53 265,4	79 002,6	69 968,1
		koszty wypadków (tys. zł)	4 499,8	5 452,6	7 317,3	7 611,8	9 079,8	7 629,7	5 649,0	5 860,8	5 544,1
3.	Rybnicka Spółka Węglowa S.A.	nakłady na bhp (tys. zł)	20 327,6	35 882,3	42 169,0	45 165,3	49 230,1	67 155,0	50 328,3	49 874,3	58 071,7
		koszty wypadków (tys. zł)	2 823,0	3 157,7	4 356,0	5 784,1	4 283,0	5 247,0	4 203,7	4 052,8	5 487,7
4.	Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.	nakłady na bhp (tys. zł)	25 009,6	25 115,2	31 975,7	36 611,4	41 288,5	47 885,1	47 998,3	53 412,4	69 881,5
		koszty wypadków (tys. zł)	18 961,3	21 918,8	20 506,4	18 995,2	17 995,7	17 116,0	11 712,4	10 564,5	9 801,3

Tablica 5.2. Nakłady na bhp i koszty wypadków ogółem i w przeliczeniu na jednego zatrudnionego w cenach roku 2001
Table 5.2. Expenditure on work safety and costs of accidents in total and in proportion to 1 worker at prices in 2001

Lp.	Nazwa spółki węglowej	Kwoty w kolejnych latach sprowadzone do roku 2001								
		1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
1.	**RŚISW S.A.**									
	zatrudnienie (osób)	20 885	19 872	23 619	25 119	22 240	20 145	18 098	16 523	15 449
	nakłady na bhp (tys. zł)	72 519,5	96 831,9	89 044,6	79 541,1	75 457,7	90 734,2	85 561,3	78 017,3	74 619,0
	nakłady na zatrudnionego (zł)	3 472,3	4 872,8	3 770,0	3 166,6	3 392,9	4 504,1	4 728,5	4 721,7	4 830,0
	koszty wypadków (tys. zł)	11 071,9	9 974,2	7 478,9	6 680,2	6 256,5	6 007,5	6 558,7	6 778,8	6 831,9
	koszty wypadku na zatrud. (zł)	530,1	501,9	316,6	265,9	281,3	298,2	362,5	410,3	442,2
2.	**NSW S.A.**									
	zatrudnienie (osób)	40 404	38 085	36 240	34 864	32 894	27 722	23 763	21 947	21 072
	nakłady na bhp (tys. zł)	37 684,8	35 754,9	67 974,6	66 989,9	64 357,1	59 815,9	61 870,7	83 347,7	69 968,1
	nakłady na zatrudnionego (zł)	932,7	938,8	1 875,7	1 921,5	1 956,5	2 157,7	2 603,7	3 797,7	3 320,4
	koszty wypadków (tys. zł)	14 594,1	13 376,9	14 046,6	12 186,8	12 652,0	9 509,3	6 561,6	6 183,1	5 544,1
	koszty wypadku na zatrud. (zł)	361,2	351,2	387,6	349,6	384,6	343,0	276,1	281,7	263,1
3.	**RSW S.A.**									
	zatrudnienie (osób)	23 984	22 946	24 628	28 015	26 879	23 586	21 285	20 180	19 157
	nakłady na bhp (tys. zł)	65 927,9	88 030,2	80 949,4	72 311,3	68 598,1	83 698,5	58 459,1	52 617,4	58 071,7
	nakłady na zatrudnionego (zł)	2 748,8	3 836,4	3 286,9	2 581,2	2 552,4	3 548,7	2 746,5	2 607,4	3 031,4
	koszty wypadków (tys. zł)	9 155,7	7 746,8	8 362,0	9 260,6	5 968,0	6 539,6	4 882,8	4 275,7	5 487,7
	koszty wypadku na zatrud. (zł)	381,7	337,6	339,5	330,6	222,1	277,3	229,4	211,9	286,5
4.	**JSW S.A.**									
	zatrudnienie (osób)	31 155	28 718	31 219	29 690	27 121	25 316	23 016	21 610	20 359
	nakłady na bhp (tys. zł)	81 112,8	61 615,2	61 381,9	58 616,2	57 532,1	59 681,5	55 752,7	56 350,1	69 881,5
	nakłady na zatrudnionego (zł)	2 603,5	2 145,5	1 966,2	1 974,3	2 045,9	2 357,5	2 422,3	2 604,0	3 432,5
	koszty wypadków (tys. zł)	61 496,6	53 773,5	39 365,0	30 412,0	25 075,5	21 332,5	13 604,6	11 145,5	9 801,3
	koszty wypadku na zatrud. (zł)	1 973,9	1 872,5	1 260,9	1 024,3	891,7	842,6	591,1	515,0	481,4



Rys. 5.1. Nakłady na system bhp i koszty wypadków w Rudzkiej SW S.A. (w tys. zł)
Fig. 5.1. Expenditure on work safety and costs of accidents in Rudzka Mining Company (in thousands of zloties)



Rys. 5.2. Nakłady na system bhp i koszty wypadków w Nadwiślańskiej SW S.A. (w tys. zł)
Fig. 5.2. Expenditure on work safety and costs of accidents in Nadwiślańska Mining Company (in thousands of zloties)

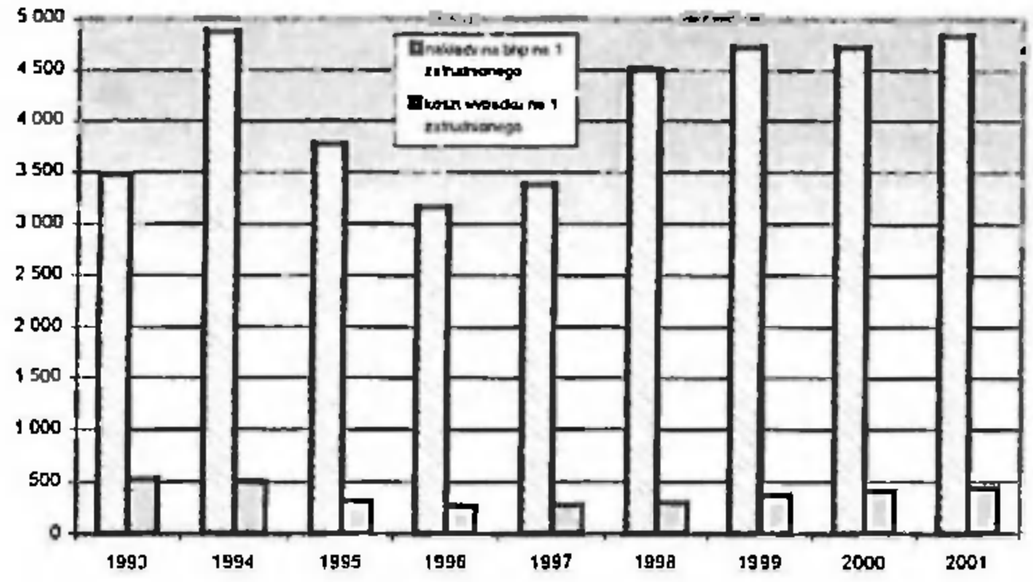
Rys. 5.3. Nakłady na system bhp i koszty wypadków w Rybnickiej SW S.A. (w tys. zł)
Fig. 5.3. Expenditure on work safety and costs of accidents in Rybnicka Mining Company (in thousands of zloties)

Rys. 5.4. Nakłady na system bhp i koszty wypadków w Jastrzębskiej SW S.A. (w tys. zł
Fig. 5.4. Expenditure on work safety and costs of accidents in Jastrzębska Mining Company (in thousands of zloties)

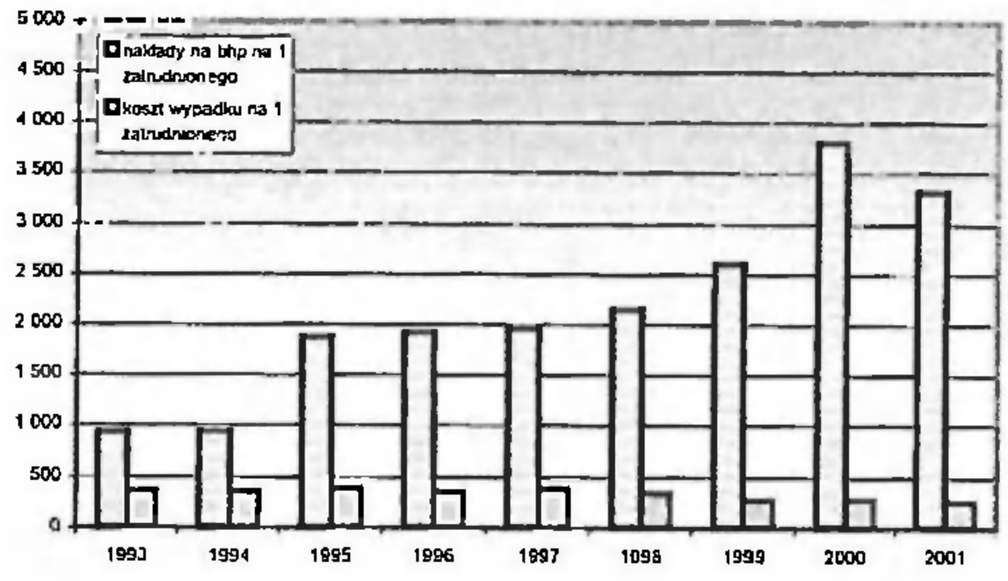
Uzyskano w ten sposób ocenę zaangażowania środków finansowych na bhp w spółce węglowej i efekty w postaci zmniejszenia kosztów wypadków obciążających jednego zatrudnionego. Nakłady na bhp i koszty wypadków w ujęciu na jednego zatrudnionego zilustrowano graficznie na rys. 5.5 - 5.8.

Nakłady na bhp w przeliczeniu na jednego zatrudnionego w cenach roku 2001 spadają (z wyjątkiem Nadwiślańskiej Spółki Węglowej) do roku 1996, by następnie systematycznie wzrastać aż do roku 2001.

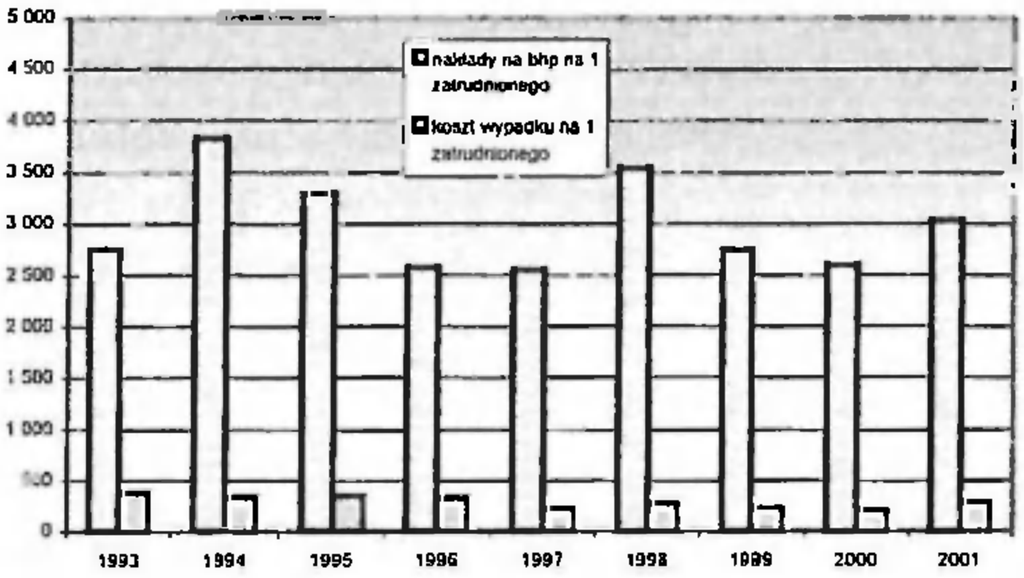
Nakłady na bhp, traktowane również jako nakłady na profilaktykę, znacznie przewyższają koszty poniesione w związku z wypadkami. Nie można też jednoznacznie wyodrębnić odcinków krzywych, na których by stwierdzono tendencje malejące lub wzrastające.



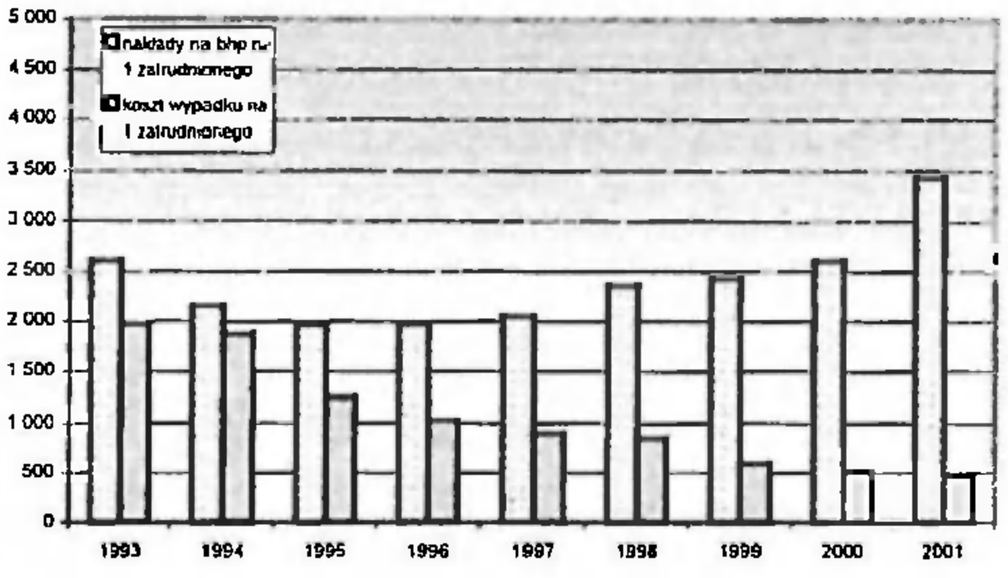
Rys. 5.5. Nakłady na system bhp i koszty wypadków w przeliczeniu na 1 zatrudnionego w Rudzkiej SW S.A. (w cenach roku 2001)
Fig. 5.5. Expenditure on work safety and costs of accidents in proportion to 1 worker in Rudzka Mining Company



Rys. 5.6. Nakłady na system bhp i koszty wypadków w przeliczeniu na 1 zatrudnionego w Nadwiślańskiej SW S.A. (w cenach roku 2001)
Fig. 5.6. Expenditure on work safety and costs of accidents in proportion to 1 worker in Nadwiślańska Mining Company

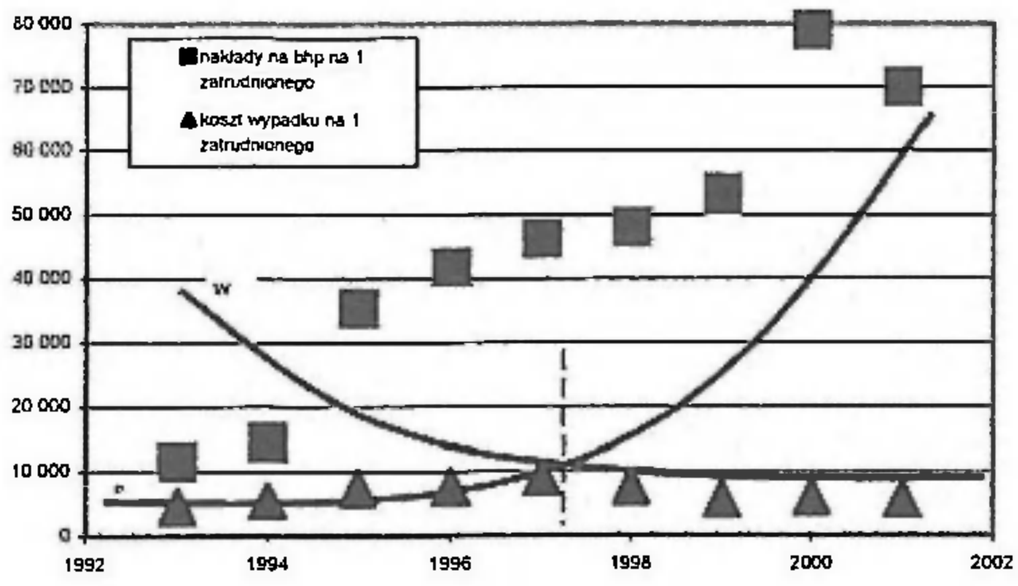


Rys. 5.7. Nakłady na system bhp i koszty wypadków w przeliczeniu na 1 zatrudnionego w Rybnickiej SW S.A. (w cenach roku 2001)
Fig. 5.7. Expenditure on work safety and costs of accidents in proportion to 1 worker in Rybnicka Mining Company

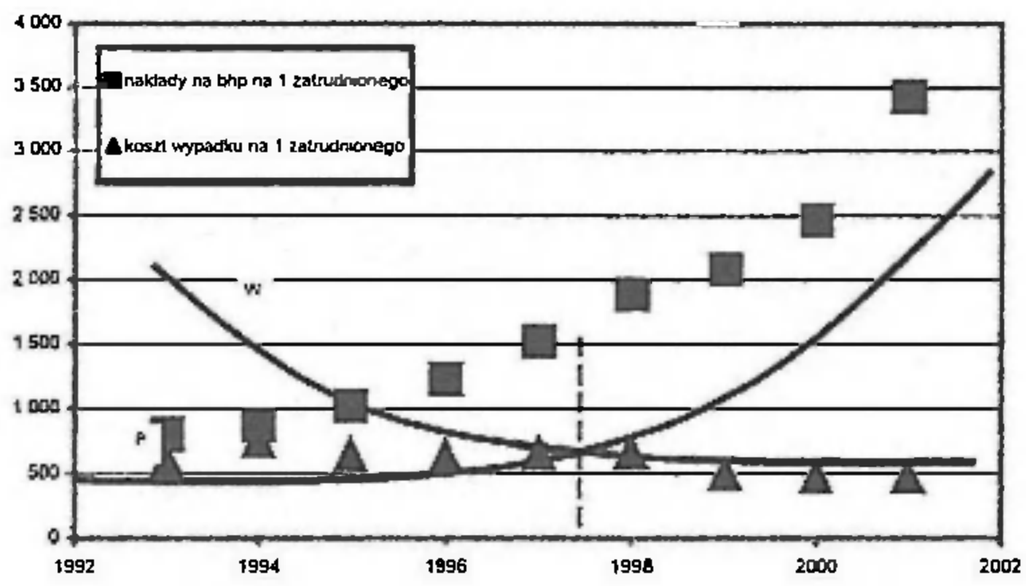


Rys. 5.8. Nakłady na system bhp i koszty wypadków w przeliczeniu na 1 zatrudnionego w Jastrzębskiej SW S.A. (w cenach roku 2001)
Fig. 5.8. Expenditure on work safety and costs of accidents in proportion to 1 worker in Jastrzębska Mining Company

W literaturze przedmiotu [Studencki 1996, Roszczynialski i in. 1999] stawia się tezę, że w miarę wzrostu nakładów na bhp maleją koszty wypadków, a punkt przecięcia się tych krzywych przyjmowany jest jako ekonomicznie uzasadnione wydatki na profilaktykę (rys. 5.9 i 5.10). Dalszy wzrost nakładów na bhp nie przynosi już istotnych zmian w poziomie wypadkowości. Z obrazu krzywych ilustrujących zależność nakładów na bhp i kosztów wypadków w analizowanych spółkach węglowych można sądzić iż nasze rozważania prowadzimy już w okresie czasu leżącym na prawo od punktu optymalnego (rys. 5.9 i 5.10), co jest zjawiskiem pozytywnym. W odniesieniu do rozważanych spółek węglowych najbardziej widoczna jest ta zależność w Jastrzębskiej i Nadwiślańskiej Spółce Węglowej, co pokazują rys. 5.9 i 5.10.



Rys. 5.9. Nakłady na system bhp i koszty w przeliczeniu na 1 zatrudnionego w Nadwiślańskiej SW S.A.
Fig. 5.9. Expenditure on work safety and costs of accidents in proportion to 1 worker in Nadwiślańska Mining Company



Rys. 5.10. Nakłady na system bhp i koszty w przeliczeniu na 1 zatrudnionego w Jastrzębskiej SW S.A.
Fig. 5.10. Expenditure on work safety and costs of accidents in proportion to 1 worker in Jastrzębska Mining Company

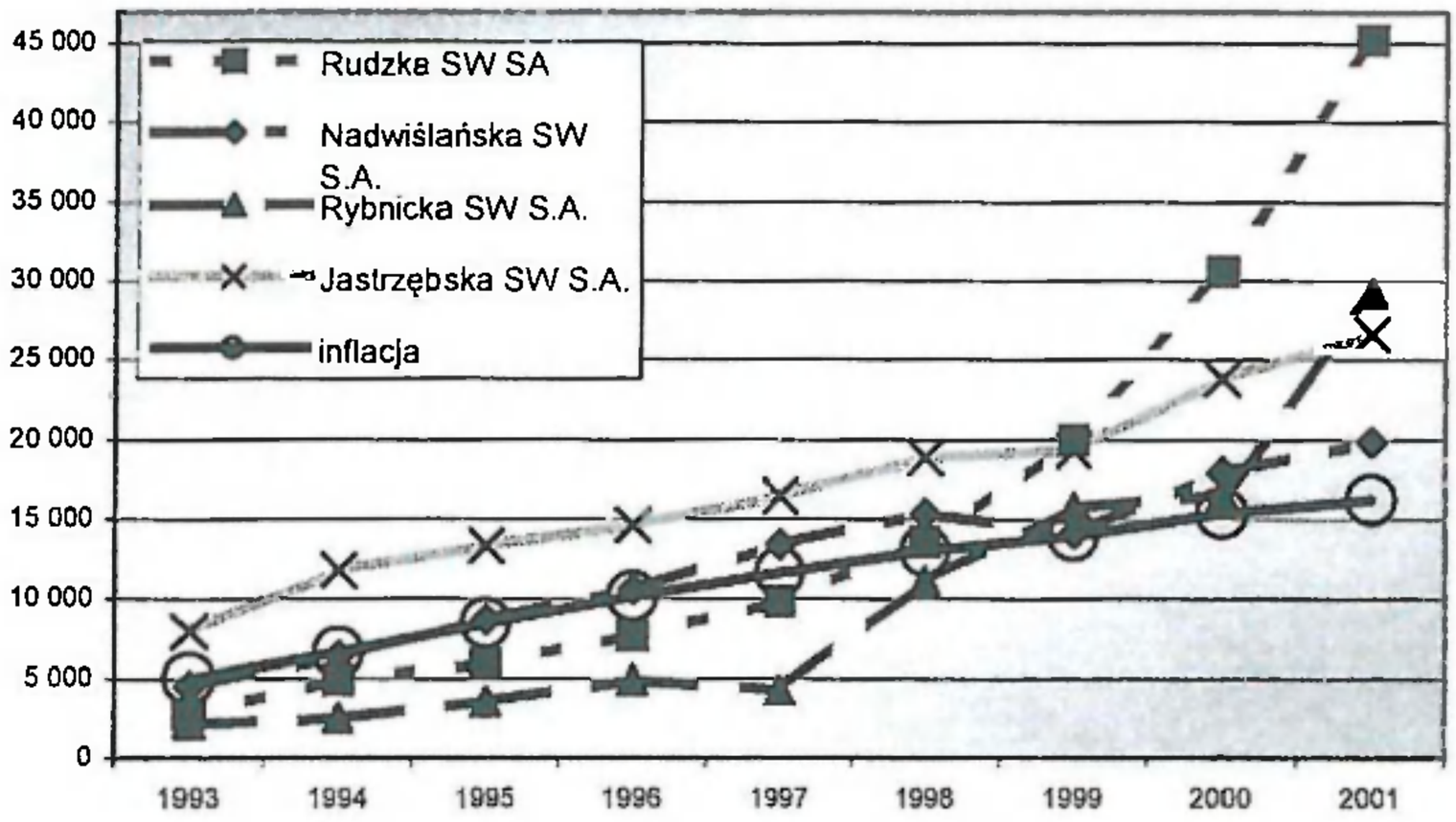
Ogólna wielkość kosztów wypadków w stosunku do nakładów na bhp w roku 1993 zawiera się w granicach 15 - 70% tych ostatnich. Najwyższe koszty wypadków zanotowano w Jastrzębskiej Spółce Węglowej (koszty wypadków stanowią blisko 70% nakładów na bhp), najniższe zaś w Rybnickiej Spółce Węglowej (ok. 15%). W pozostałych spółkach węglowych koszty wypadków stanowią ok. 15% w Rudzkiej Spółce Węglowej i ok. 30% w Nadwiślańskiej Spółce Węglowej wydatków poniesionych na bhp. Z kolei w roku 2001 stosunek kosztów wypadków do nakładów na bhp we wszystkich spółkach węglowych mieścił się w granicach 8 - 14%.

6. Średnie koszty wypadków

6.1. Koszty jednego statystycznego wypadku

W analizowanych spółkach węglowych ogólne koszty wypadków podzielono przez ilość zarejestrowanych wypadków wszystkich kategorii uzyskując koszt jednego statystycznego wypadku. Uzyskane dane zestawiono w tablicy 6.1 oraz zobrazowano graficznie na rys. 6.1. Na rysunku tym zaznaczono także poziom inflacji w tym okresie.

Łatwo zauważyć, że koszt statystycznego wypadku wzrasta z biegiem lat, w szczególności począwszy od 1998 roku. Wzrost ten przewyższa poziom inflacji. Jest on spowodowany m.in. coraz większymi wymaganiami obowiązujących przepisów oraz skutecznym ich egzekwowaniem przez samych poszkodowanych. Zatem zdarza się coraz mniej wypadków, ale koszt każdego z nich jest coraz wyższy.



Rys. 6.1. Średni koszt wypadku w SW (w zł)
Fig. 6.1. Average cost of accident in a mining company (in zloties)

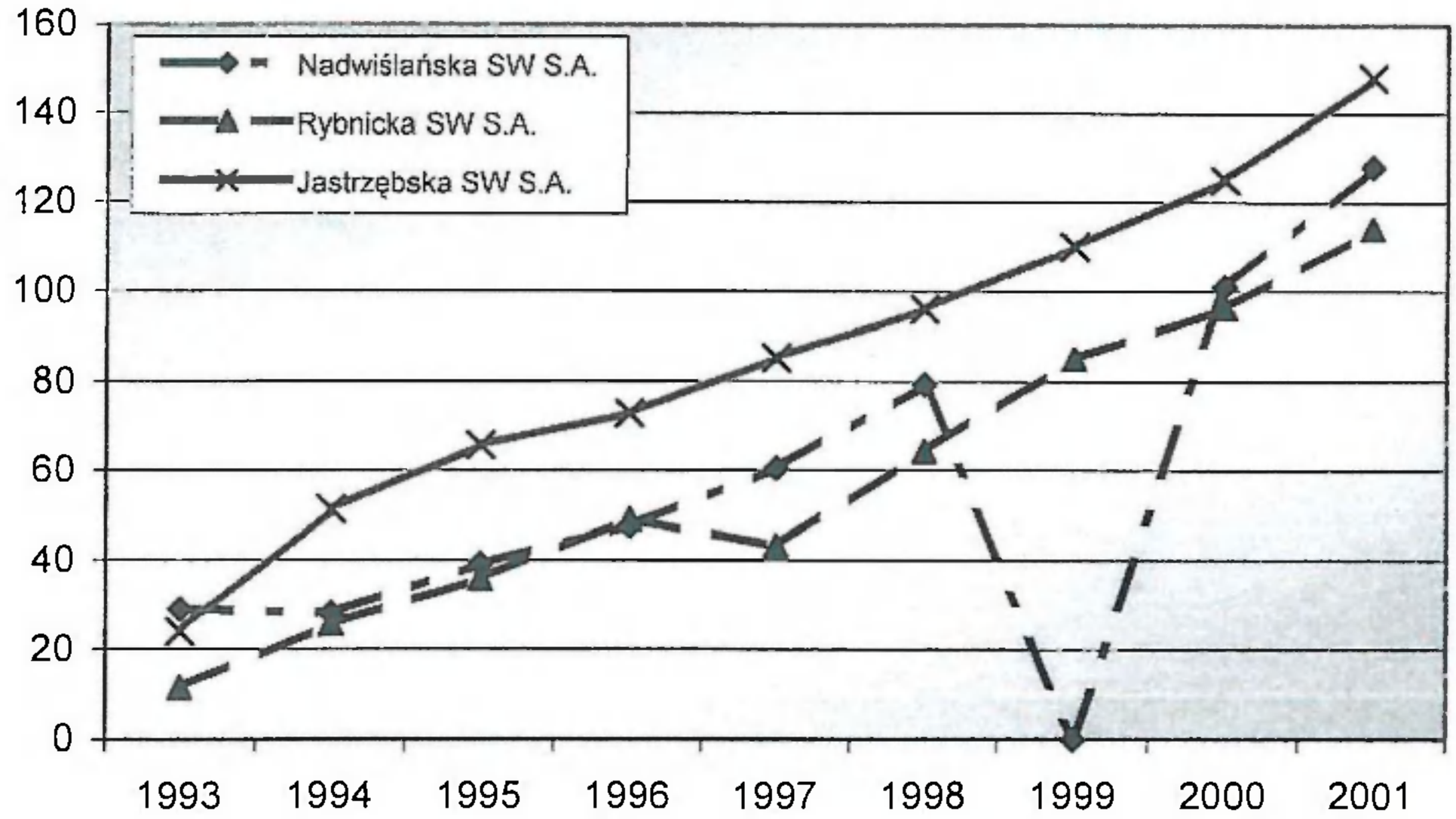
Tablica 6.1. Średni koszt wypadku w SW
Table 6.1. Average cost of an accident in a mining company

Lp.	Nazwa SW	Średni koszt wypadku w latach 1993-2001 (w zł)								
		1993	1994	1995	1993	1997	1998	1999	2000	2001
1.	Rudzka Spółka Węglowa S.A.	2 819	4 928	5 930	7 684	9 825	13 616	20 023	30 597	45 245
2.	Nadwiślańska Spółka Węglowa S.A.	4 543	6 395	8 693	10 589	13 434	15 386	14 120	17 988	19 885
3.	Rybnicka Spółka Węglowa S.A.	2 163	2 535	3 579	4 907	4 317	11 104	15 768	16 533	29 177
4.	Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.	7 959	11 806	13 369	14 641	16 486	18 905	19 347	23 771	26 565

6.2. Koszty wypadków śmiertelnych, ciężkich i pozostałych

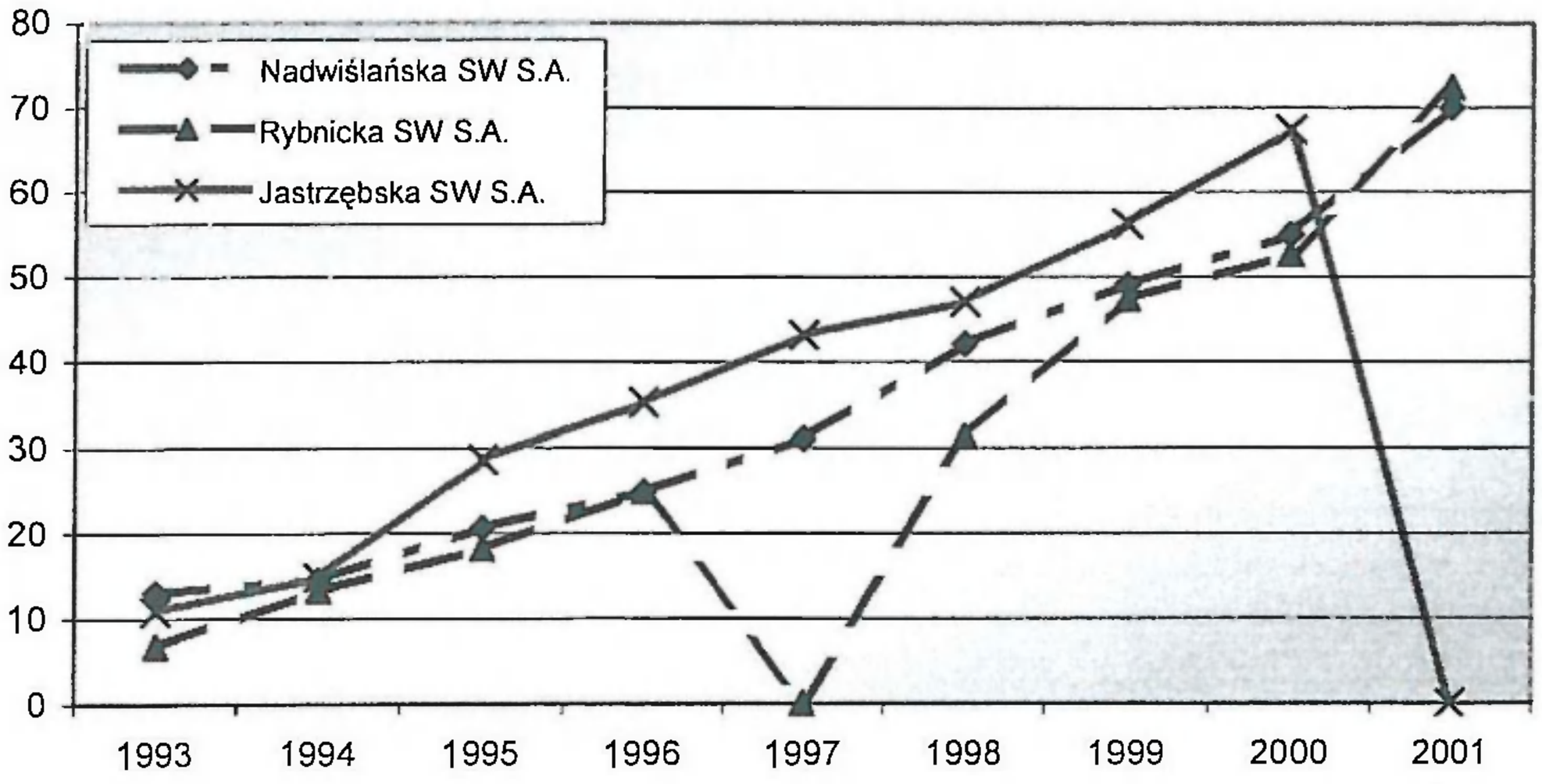
Koszty tych wypadków zestawiono w tablicy 6.2 i zilustrowano na rys. 6.2 - 6.4.

Analizą objęto tylko trzy spółki węglowe, ponieważ z Rudzkiej Spółki Węglowej nie otrzymano takich danych. W tablicy podano koszt pojedynczego wypadku. Zgodnie z powszechnym odczuciem najwięcej kosztuje wypadek śmiertelny, a jego koszt wzrasta z każdym rokiem. Wypadek ciężki to ok. 50% kosztu wypadku śmiertelnego. Nie policzono jednak w tym przypadku kosztów rent wyrównawczych stanowiących element kosztów pośrednich. Szacuje się, że gdyby je uwzględnić najprawdopodobniej koszt całkowity wypadku ciężkiego byłby dwukrotnie wyższy od kosztu wypadku śmiertelnego. Koszt wypadku pozostałego zbliżony jest do kosztu wypadku statystycznego, a to za przyczyną tego, że ilość wypadków śmiertelnych i ciężkich stanowi na szczęście minimalny odsetek ogólnej liczby wypadków. Wypadki śmiertelne stanowią w badanym przypadku ok. 0,3% ogólnej liczby wypadków, a wypadki ciężkie nie przekraczają jednego procenta tej liczby.

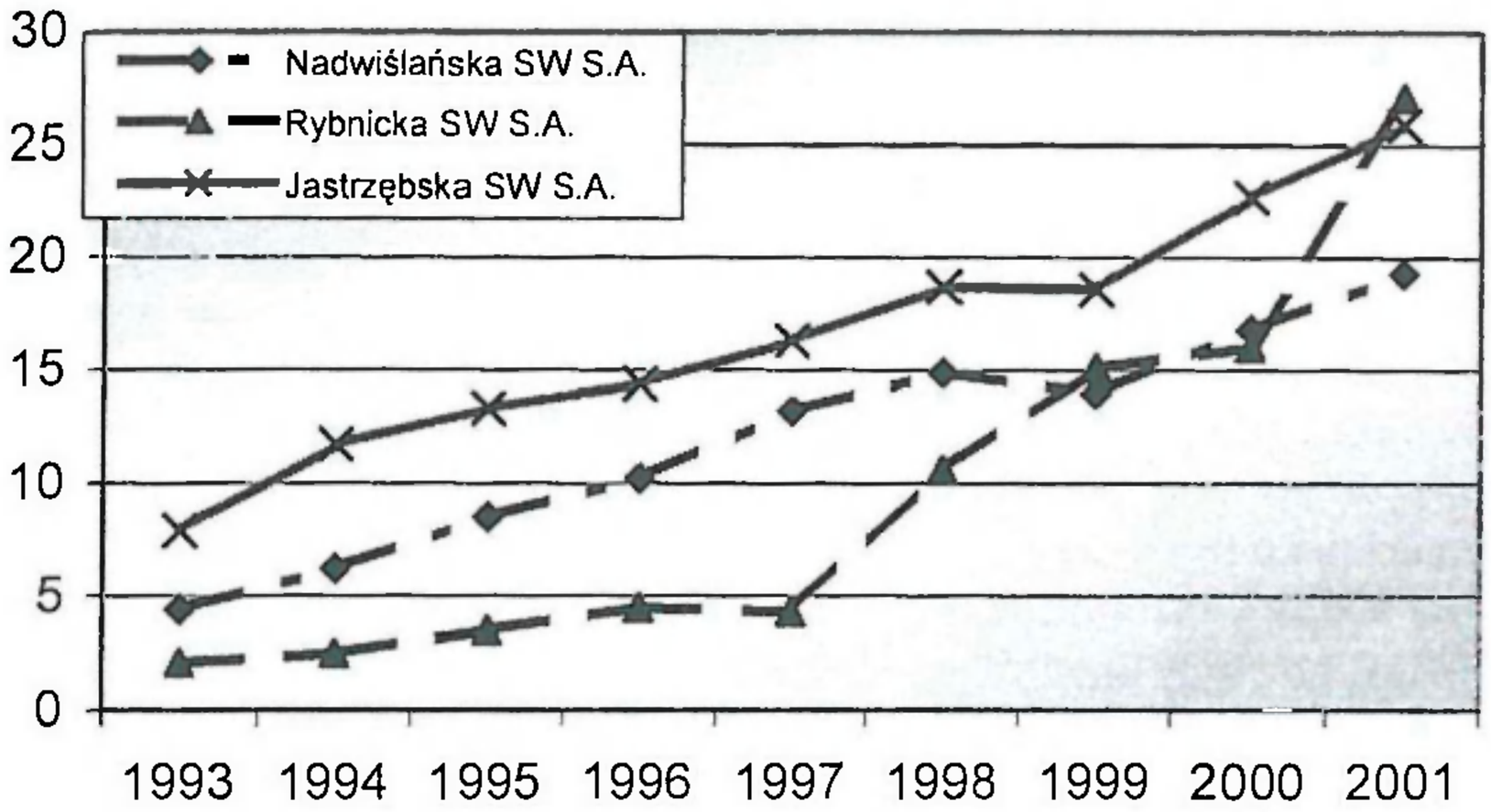


Rys. 6.2. Koszty wypadków śmiertelnych w spółkach węglowych (w tys. zł)
Fig. 6.2. Costs of fatal accidents in mining companies (in thousands of zloties)

Podobnie koszty wypadków śmiertelnych i ciężkich w ogólnym koszcie wypadków obejmują tylko ok. pięciu procent. Zatem o kosztach wypadków decydują wypadki pozostałe z uwagi na ich ilość. Wypadek śmiertelny lub ciężki to prawdziwe nieszczęście, do którego nie należy dopuścić. Jednak chcąc zmniejszać ogólne koszty wypadków należy zadbać o to, aby liczba wypadków nawet tych najdrobniejszych była jak najmniejsza.



Rys. 6.3. Koszty wypadków ciężkich w spółkach węglowych (w tys. zł)
Fig. 6.3. Costs of serious accidents in mining companies (in thousands of zloties)



Rys. 6.4. Koszty wypadków pozostałych w spółkach węglowych (w tys. zł)
Fig. 6.4. Costs of remaining accidents in mining companies (in thousands of zloties)

7. Podsumowanie i wnioski

Koszty bezpieczeństwa pracy to suma nakładów poniesionych na utrzymanie systemu bezpieczeństwa oraz kosztów wypadków. Te ostatnie można traktować jako koszty zawodności systemu bezpieczeństwa. Niektóre elementy kosztów wypadków można ubezpieczyć i w ten sposób zmniejszyć obciążenie finansowe spółki węglowej. Łączne koszty bezpieczeństwa pracy w analizowanych spółkach węglowych szacuje się w oparciu o dane zawarte w materiale źródłowym na poziomie ok. 4 - 5% ich wartości sprzedaży, natomiast koszty samych wypadków, czyli zawodności systemu bezpieczeństwa pracy nie przekraczają jednego procenta. Nakłady na bezpieczeństwo pracy w kopalniach utrzymywane były w rozpatrywanym okresie na stosunkowo wysokim poziomie i to niezależnie od wielkości występujących zagrożeń naturalnych.

W kopalniach każdej z tych spółek węglowych występują specyficzne warunki geologiczno-górnicze i związane z nimi zagrożenia naturalne. Ważne jest, aby nakłady na bezpieczeństwo pracy w kopalniach poprzedzone były wnikliwą analizą potrzeb i lokowane tam, gdzie ich efektywność będzie największa.

Z przeprowadzonej analizy obszernego materiału badawczego można wysnuć następujące wnioski ogólne:

1. W analizowanym okresie czasu tj. w latach 1993 - 2001 nastąpiło znaczne zmniejszenie zatrudnienia i wydobycia w przedmiotowych spółkach węglowych.
2. Mimo działań restrukturyzacyjnych w spółkach węglowych poziom bezpieczeństwa pracy ciągle się poprawiał, co wyraża się malejącą liczbą wypadków.
3. Spadek wypadkowości znacznie wyprzedzał spadek zatrudnienia i wydobycia.
4. Nakłady na bhp utrzymywały się w analizowanym okresie na zbliżonym poziomie, co obrazują dane w cenach 2001 r.
5. Nakłady na bhp w przeliczeniu na jednego zatrudnionego wzrastały wraz z obniżaniem się poziomu zatrudnienia w kopalniach.

6. Koszty wypadków, począwszy od lat 1996 – 1997 maleją co do wartości bezwzględnej oraz w przeliczeniu na jednego zatrudnionego.
7. O wielkości kosztów wypadków decyduje ich ogólna ilość, w szczególności tzw. wypadki pozostałe.
8. Koszty wypadków śmiertelnych i ciężkich obejmują ok. 5% całości kosztów wypadków.
9. Koszty bezpośrednie wypadku śmiertelnego w roku 2001 kształtowały się na poziomie od 114 do 148 tys. zł.
10. Koszty bezpośrednie wypadku ciężkiego były o ok. 50% niższe od wypadku śmiertelnego. Szacuje się, że po uwzględnieniu kosztów pośrednich, w tym rent wyrównawczych, koszt wypadku ciężkiego byłby dwa razy wyższy od kosztu wypadku śmiertelnego.
11. Nakłady na bhp w kopalni i spółce węglowej powinny być poprzedzone szczegółową analizą potrzeb tak, aby były one lokowane w obszarach najbardziej tego wymagających.
12. Restrukturyzacja górnictwa nie wpłynęła negatywnie na stan bezpieczeństwa pracy w analizowanych spółkach węglowych.
13. Udział kosztów wypadków w ogólnych nakładach na bhp systematycznie zmniejszał się od roku 1993, w którym wynosił od 15 do 75% w poszczególnych spółkach węglowych, by w roku 2001 osiągnąć wartość ok. 8 - 14%.
14. W świetle przedstawionych wniosków można stwierdzić, że generalnie nakłady na bhp są aktualnie wystarczające. Należy tylko zadbać o ich właściwą lokalizację.

Literatura

[1] Studenski R. 1996: Organizacja bezpiecznej pracy w przedsiębiorstwie, Pol. Śląska, Gliwice.
[2] Roszczynialski Wl., Nawrat. St., Szlązak J., Tomczyk J. 1999: Bezpieczna kopalnia, prawo, zagrożenia, zarządzanie. Kraków.
[3] Materiały źródłowe analizowanych kopalń i spółek węglowych, 2002. Ankieta. Pracowni Bezpieczeństwa Pracy i Ergonomii w Górnictwie, KGP, AGH.

Praca wykonana w ramach prac statutowych 11.11.100.663.

Influence of restructurisation of coal mining in Poland on work safety

Abstract

This article presents the analysis of the dependence between restructurisation steps in mining, expenditure on ensuring work safety and costs of accidents. The analysis was carried out on the basis of the data obtained from mines and mining companies. All the data obtained through surveys referred to 19 mines belonging to mining companies and 1 independent mine. In proportion to 42 mines operating at present the data reflect 48% of the whole Polish mining system. The results of the analysis are presented in the tables and some of them are illustrated graphically. The final part of the article presents the observations and conclusions from the analysis conducted.

Recenzent: dr inż. Dariusz Obracaj

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 347–356

Antoni WOJACZEK
Katedra Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa
Politechniki Śląskiej w Gliwicach

Nowe możliwości systemów alarmowych w kopalniach

Słowa kluczowe

telekomunikacja w górnictwie – system alarmowo-rozgłoszeniowy – łączność w kopalni

Streszczenie

Każda kopalnia eksploatuje dwa systemy łączności ogólnozakładowej umożliwiające przekazanie do dyspozytora informacji o zagrożeniu zaistniałym w podziemiach kopalni. W referacie omówiono strukturę nowego systemu łączności i alarmowania dla kopalń. Stan techniki umożliwia stworzenie w kopalniach zintegrowanych systemów łączności, alarmowania i transmisji danych.

1. Wprowadzenie

W zakresie łączności fonicznej ogólnozakładowej każda kopalnia jest wyposażona w dwa systemy telekomunikacyjne tj.:

- **Łączność telefoniczną ogólnokopalnianą**, której zasadniczym elementem jest centrala telefoniczna abonencka (elektromechaniczna, lub cyfrowa) współpracująca poprzez zespoły barier iskrobezpiecznych z telefonami dołowymi z klawiaturą wybierczą (urządzenia telefonii iskrobezpiecznej typu UTI), względnie ze starymi telefonami typu ATI-CB (bez klawiatury) systemu IAUL-CAMAC. Układy łączności ogólnokopalnianej zawierają również podsystem telefonicznej łączności dyspozytorskiej zbudowany na bazie odrębnej centrali telefonicznej dyspozytorskiej (np. typu UDK, UDG), lub cyfrowego telefonu systemowego ISDN (dla cyfrowych central telefonicznych abonenckich).
- **Ogólnozakładową głośnomówiącą łączność alarmową-rozgłoszeniową** np. typu AUD-80, względnie nowego typu systemy zintegrowanej łączności telefonicznej i alarmowej (np. STAR, czy TEDAR).

Oprócz tego w skład typowego kopalnianego systemu telekomunikacyjnego wchodzą również:

lokalne technologiczne systemy głośnomówiące, np. typu UGS, UGO,
systemy kontroli parametrów produkcji - kilkaset dołowych czujników dwustanowych, współpracujących z systemami transmisji informacji na powierzchnię,
systemy wizualizacji - statyczne (mozaikowe), względnie dynamiczne (komputery, ekrany wielkoformatowe) tablice synoptyczne (system SD 2000, ZEFIR),

- urządzenia łączności do kierowania i prowadzenia akcji ratowniczych w zakładach górniczych,
- systemy metanowo-pożarowe (metanometria i kontrola parametrów atmosfery kopalninej),
- systemy geofizyki górniczej, czyli nadzoru i kontroli zjawisk sejsmicznych,
- systemy zdalnego sterowania maszyn i urządzeń górniczych,
- systemy bezprzewodowej łączności fonicznej w określonych układach technologicznych.

Analiza systemów łączności eksploatowanych w kopalniach wykazała, iż wiele z nich wymaga wymiany, względnie modernizacji. Szczególnie pilnej modernizacji wymagają systemy łączności alarmowej.

2. Łączność ogólnozakładowa w kopalni

W kopalniach spotyka się dwa zasadnicze typy central telefonicznych:
- elektromechaniczne (analogowe, starej generacji, typu CKK-70),
- cyfrowe.

2.1. Analogowe systemy łączności ogólnozakładowej

Już od kilkunastu lat nie produkuje się central telefonicznych elektromechanicznych typu CKK-70 i części do ich remontu. Metalowe części elementów przekaźnikowych central kopalnianych (zestyki, rdzenie) ulegają utlenianiu niezależnie od tego czy pracują na obiekcie, czy też leżą magazynach i stanowią części zamienne. Również izolacja przewodów i tworzywa sztuczne przekaźników ulegają starzeniu niezależnie od sposobu przechowywania tych urządzeń. Centrala telefoniczna abonencka typu CKK-70 zbudowana została w oparciu o wybierak krzyżowy (WK 610) oraz przekaźnik typu C11. Teoretyczna maksymalna ilość zadziałań przekaźnika C11 określona została przez producenta jako 1×10^9 przy jego pracy w warunkach znamionowych. Powszechne znane w tamtych czasach kłopoty z „komponentami" do budowy przekaźników oraz praca w trudnych, technicznych warunkach środowiskowych zakładu górniczego (zapylenie, brak klimatyzacji itp.) spowodowała, że przekaźniki te nigdy nie wytrzymywały takiej ilości zadziałań i znacznie szybciej ulegają uszkodzeniom.

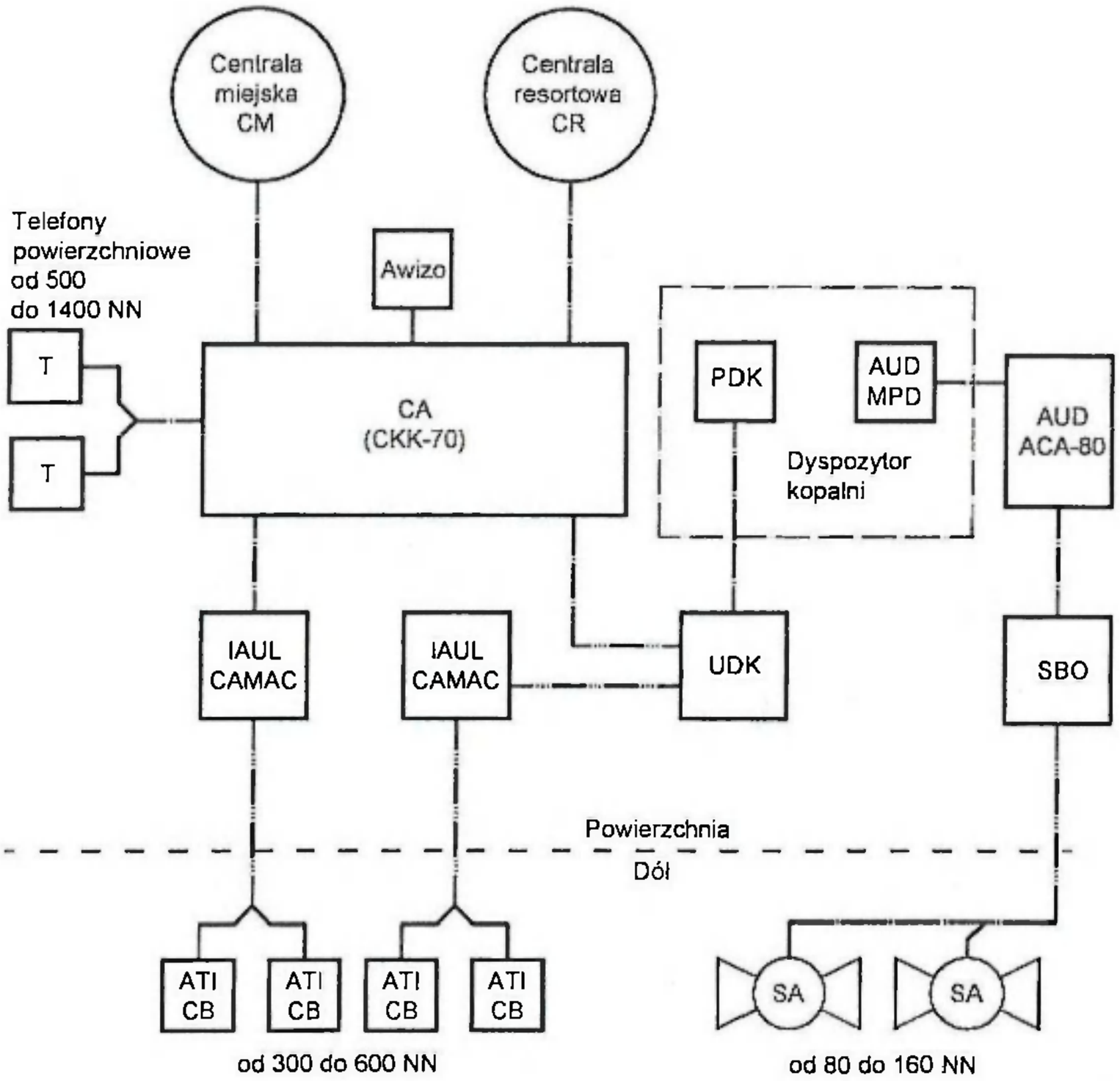
W centrali CKK-70 „najintensywniej pracują" stojaki SUA i CWW. Przykładowo niektóre przekaźniki w SUA pracują co 1 sekundę, co daje ponad 30 mln zadziałań rocznie. W typowej kopalni w dni robocze centrala realizuje od 20 000 do 30 000 połączeń na dobę. Tak więc centrale elektromechaniczne pracujące dotychczas jeszcze w połowie kopalń w Polce wymagają bardzo pilnej wymiany na centrale cyfrowe.

W kopalni metanowej eksploatuje się iskrobezpieczne aparaty telefoniczne bez klawiatury wybierczej typu ATI-CB ze stojakami barier typu IAUL-CAMAC na powierzchni. Tego typu urządzenia również nie są już produkowane, a bariery typu IAUL-CAMAC nie spełniają aktualnie obowiązujących przepisów w tym zakresie.

W kopalniach eksploatujących centrale telefoniczne elektromechaniczne typu CKK-70 system łączności dyspozytorskiej jest zbudowany w oparciu o niezależną centralę łączności dyspozytorskiej typu UDK z pulpitem dyspozytorskim PDK zazwyczaj 110 NN. Aparat telefoniczny typu ATI-CB z linią abonencką i barierą iskrobezpieczną typu IAUL-CAMAC może

stanowić wspólną część systemu łączności ogólnokopalnianej i dyspozytorskiej. W tym przypadku centrala UDK jest centralą tranzytową (nadrzędną) dla abonentów dołowych.

System łączności alarmowej typu AUD o pojemności od 80 do 240 NN (centrala typu ACA-80, stojak barier ochronnych SBO, modułowy pulpit dyspozytorski AUD-MPD) jest całkowicie niezależnym systemem łączności zarówno w części stacyjnej jak i dołowej (sygnalizatory alarmowe SA). Wykorzystuje jednak wspólne kopalniane sieci telekomunikacyjne zbudowane z kabli symetrycznych typu TKG.



Rys. 2.1. Schemat blokowy systemu łączności telefonicznej i alarmowej starej generacji w kopalni
Fig. 2.1. Block diagram of old generation telephone and alarm communication system in mine

2.2. Modernizacja systemu łączności ogólnozakładowej

Modernizację układu łączności w kopalni z reguły rozpoczyna od budowy cyfrowej centrali elefonicznej (najwięcej instalacji jest opartych o centralę abonencką polskiej produkcji typu)GT) i systemu dyspozytorskiej łączności telefonicznej opartego na bazie telefonu systemowego ISDN z kilkudziesięcioma klawiszami bezpośredniego wybierania abonentów (np. DGT 3490D 120NN).

System iskrobezpiecznej łączności telefonicznej dołowej zbudowany na bazie aparatów tefonicznych typu ATI-CB i układów IAUL-CAMAC, zastępuje się urządzeniami telefonii skrobezpiecznej (typu UTI) z telefonami dołowymi wyposażonymi w klawiatury wybiercze ty-)u TGI, TIG. Koszty wymiany części dołowej (dla typowej konfiguracji koszt systemu UTI

o pojemności 300 NN to wydatek ponad 1 000 000 zł) wymuszają etapową budowę nowego systemu telekomunikacyjnego kopalni. Stopniową wymianę telefonów ATI-CB na telefony nowszej generacji można jednak przeprowadzić tylko w tych kopalniach, w których układy IAUL-CAMAC wyposażone są w elementy konwersji sygnału dzwonienia, czyli tzw. kasety dzwonienia. W razie braku tych kaset, wraz z likwidacją centrali CKK-70, należy równocześnie wymienić wszystkie telefony dołowe w kopalni.

Jako system alarmowo-rozgłoszeniowy kopalnia w dalszym ciągu eksploatuje alarmowe urządzenia dyspozytorskie typu AUD-80/160. Z uwagi na koszty budowy systemu STAR (typowa konfiguracja o pojemności około 180 NN - to wydatek również ponad 1 000 000 zł) kopalnie niekiedy decydują się tylko na częściową modernizację kopalnianego systemu łączności rezygnując wtedy z budowy nowego zintegrowanego systemu alarmowo rozgłoszeniowego.

3. Integracja systemów łączności i alarmowania

3.1. Ogólne zasady integracji

Do połowy lat dziewięćdziesiątych poszczególne systemy telekomunikacyjne pracowały niezależnie od siebie, mając odrębne urządzenia abonenckie, stacyjne, układ zasilania gwarantowanego, a czasami nawet odrębną sieć kablową. W latach dziewięćdziesiątych powstało szereg rozwiązań integrujących w różny sposób te autonomiczne dotychczas systemy. Może to być:

- **integracja funkcjonalna,** kiedy różne systemy o podobnych funkcjach zostają połączone w jeden system,
- **integracja transmisji,** kiedy sygnały różnych urządzeń są przesyłane jednym wspólnym systemem transmisyjnym,
- **integracja międzysystemowa,** kiedy urządzenia stacyjne różnych systemów są łączone lokalną siecią komputerową zwiększając możliwości funkcjonalne łączonych systemów,
- **integracja przestrzenna,** kiedy urządzenia stacyjne systemów telekomunikacyjnych różnych kopalń są łączone z zachowaniem wszystkich funkcji (przypadek taki zachodzi najczęściej dla kopalń łączonych).

W zakresie łączności fonicznej integracja odrębnych dotychczas systemów, tj.:

- systemu łączności telefonicznej (centrala abonencka, sieć kablowa, dołowe aparaty telefoniczne, bariery iskrobezpieczne),
- systemu telefonicznej łączności dyspozytorskiej,
- systemu łączności alarmowo-rozgłoszeniowej (centrala alarmowa, bariery iskrobezpieczne, system nagrywania rozmów, pulpit dyspozytora, sieć kablowa, sygnalizatory),

polega na zastosowaniu wspólnego urządzenia abonenckiego, wspólnej pary w kablowej sieci telekomunikacyjnej i stojaka liniowego z modułami, które w zależności od potrzeb mogą przyłączyć urządzenie abonenckie do:

- cyfrowej centrali telefonicznej (urządzenie końcowe zachowuje się wtedy jako typowy aparat telefoniczny),
- cyfrowego dyspozytorskiego aparatu telefonicznego systemowego, lub do
- systemu STAR - pulpitu dyspozytora dla łączności alarmowej; połączenie z dyspozytorem funkcjonuje jako simpleksowe z ustalaniem kierunku transmisji przez dyspozytora.

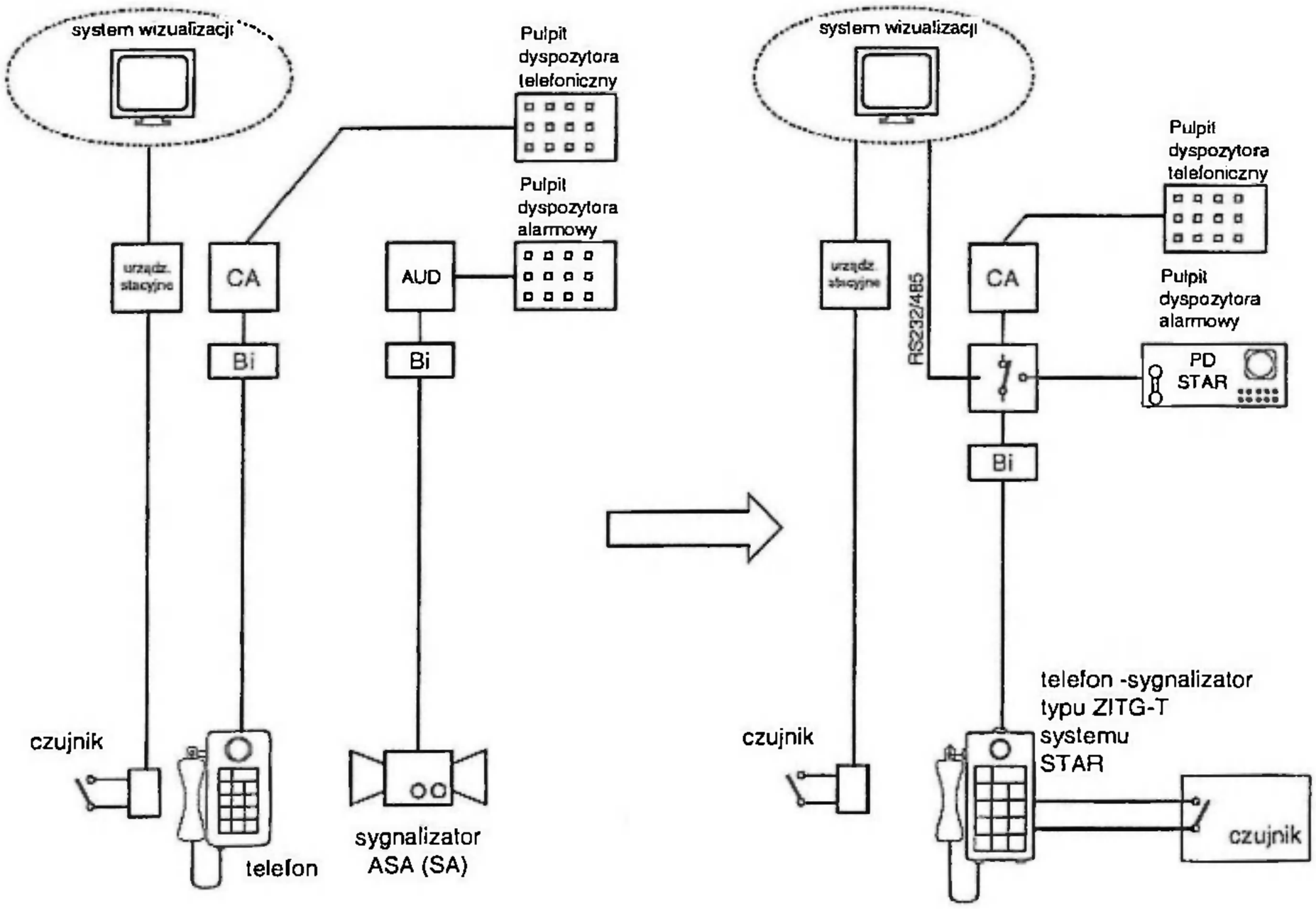
W polskim górnictwie stosowany jest zintegrowany system typu STAR lub TEDAR.

3.2. Zintegrowany system łączności telefonicznej i alarmowo-rozgłoszeniowej typu STAR

System ten został dotychczas uruchomiony w kilku kopalniach węgla. Umożliwia on realizację automatycznej (CBa) dołowej ogólnozakładowej łączności telefonicznej zintegrowanej z systemem głośnomówiącej łączności i alarmowo-rozgłoszeniowej.

System STAR składa się z następujących elementów:

- **stojaków liniowo dyspozytorskich** (SLD-STAR) z modułami ZLD, współpracującymi z translacjami abonenckimi centrali telefonicznej - pozwalają one na przyłączenie telefonu sygnalizatora zintegrowanego iskrobezpiecznego telegonu górniczego (ZITG) do centrali telefonicznej, lub do alarmowego pulpitu dyspozytorskiego,
- **pulpitów dyspozytorskich**: komputerowego (PDK-STAR) względnie klasycznego, przyciskowego (PD-STAR) i **stanowiska utrzymaniowego** SU-STAR, pełniącego jednocześnie funkcję rejestratora rozmów i zdarzeń w systemie,
- **stojaków zespołów separacji iskrobezpiecznej** Bi (SSI-STAR) z indywidualnymi barierami ZSB dla każdego dołowego urządzenia abonenckiego,
- **dołowych urządzeń abonenckich** - zintegrowanych iskrobezpiecznych telefonów sygnalizatorów alarmowych typu ZITG i sygnalizatorów z dodatkową funkcją umożliwiającą transmisję sygnałów dwustanowych (z wykorzystaniem kodu DTMF) typu ZITG-T - rys. 3.1,
- **torów symetrycznych** w telekomunikacyjnych kablach górniczych sieci kopalnianej.



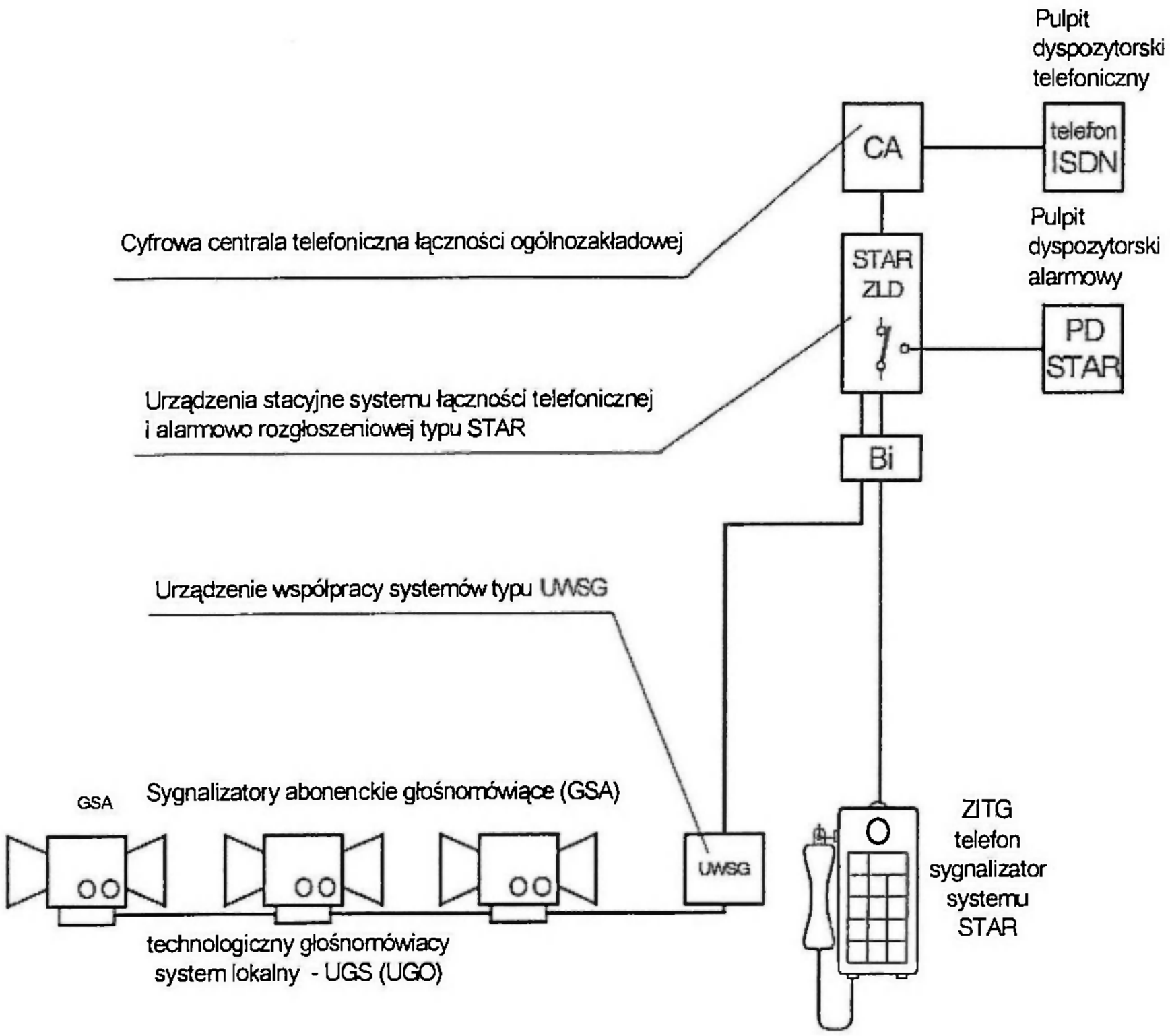
Rys. 3.1. Integracja łączności telefonicznej ogólnozakładowej i telefonicznej łączności dyspozytorskiej z systemem alarmowo-rozgłoszeniowym oraz transmisji sygnałów dwustanowych
Fig. 3.1. Integration of telephone and dispatcher's alarm and loudspeaking communication as well as transmission of bistable signals

System STAR w konfiguracji z układem transmisji danych umożliwia przyłączenie do telefonu sygnalizatora typu ZITG-T do czterech czujników dwustanowych z wyjściami stykowymi. Stany tych czujników są transmitowane do stojaka SLD-STAR w dyspozytorni (do modułów ZLT) przy wykorzystaniu sygnałów DTMF, a dalej łączem RS232/485 do komputerowego systemu wizualizacji.

Na rys. 3.1 pokazano przykład integracji systemu łączności telefonicznej ogólnozakładowej, łączności telefonicznej dyspozytorskiej, głośnomówiącej dyspozytorskiej łączności alarmowo-rozgłoszeniowej oraz transmisji sygnałów dwustanowych.

3.3. Integracja z głośnomówiącymi systemami lokalnymi

Istnieje również możliwość dalszej integracji systemu alarmowo-rozgłoszeniowego typu STAR np. z systemami lokalnej łączności głośnomówiącej. Na rys. 3.2 przedstawiono przykład połączenia sytemu STAR z systemem łączności głośnomówiącej UGS-86 za pośrednictwem interfejsu UWSG.



Rys. 3.2. Przykład integracji systemu łączności telefonicznej i alarmowo-rozgłoszeniowej STAR z systemem lokalnej łączności głośnomówiącej UGS-86

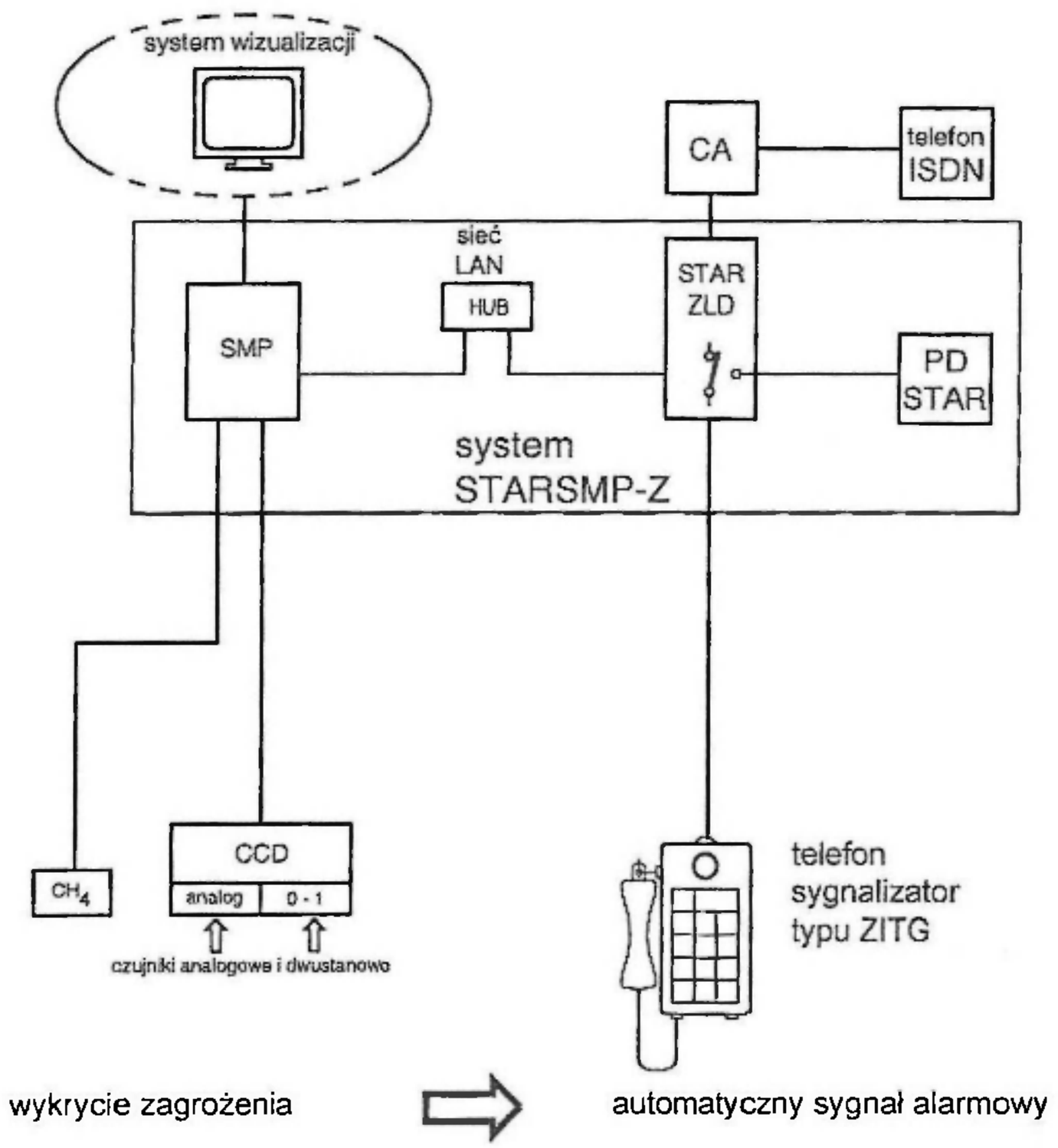
Fig. 3.2. The example of integration of STAR telephone and loudspeaking communication system with UGS-86 local loudspeaking communication system

Lokalny system łączności głośnomówiącej zachowuje swoje dotychczasowe funkcje i dodatkowo może być użyty do:
- wywołania dyspozytora,
- przeprowadzenia łączności głośnomówiącej z dyspozytorem,
- emisji sygnałów alarmowych,
- emisji komunikatów słownych nadawanych przez dyspozytora.

3.4. Integracja międzysystemowa

Nowe przepisy dotyczące bezpiecznej eksploatacji dla podziemnych zakładów górniczych w niektórych przypadkach (par. 420 [4]) wymagają np. aby pomiar zawartości metanu, czy dwutlenku węgla połączony był automatyczną sygnalizacją alarmową ostrzegającą załogę o przekroczeniu dopuszczalnych zawartości tych gazów w powietrzu.

Istnieje więc potrzeba połączenia systemów rozgłaszania alarmowego z systemami metanowo-pożarowymi. Na rys. 3.3 przedstawiono przykład integracji systemu metanowo-pożarowego SMP z systemem łączności alarmowo-rozgłoszeniowej STAR w system STARSMP-Z.



Rys. 3.3. Integracja systemu łączności telefonicznej (CA), alarmowo-rozgłoszeniowej (STAR) oraz systemu metanowo-pożarowego (SMP) w system STARSMP-Z
Fig. 3.3. Integration of PABX telephone communication system (CA), telephone, alarm and loudspeaking STAR system and methane-fire SMP system - giving in result STARSMP-Z system

Głównym elementem systemu SMP jest centrala CMC-3M, do której są przyłączone metanomierze oraz dołowe stacje CCD. Stacje dołowe CCD są koncentratorami zbierającymi sygnały z czujników analogowych (np. stężenia tlenu, tlenku węgla, dwutlenku węgla, dymu, temperatury) i dwustanowych (np. czujników otwarcia tam wentylacyjnych). Wszystkie sygnały doprowadzone do centrali CMC-3M pozwalają wykryć powstałe zagrożenia metanowe, pożarowe lub inne zagrożenia wentylacyjne. W przypadku funkcjonalnego połączenia systemu SMP z systemem STAR, powstanie zagrożenia wykrytego przez centralę CMC-3M może spowodować automatyczne wysłanie przez system STAR do wcześniej ustalonych sygnalizatorów sygnałów alarmowych i słownych komunikatów ostrzegawczych.

Dla połączenia różnych systemów na poziomie urządzeń stacyjnych zastosowano sieć światłowodową LSS. Jest to sieć światłowodowa ze zdeterminowanym czasem dostępu do medium transmisyjnego poniżej 1 ms.

4. Wnioski

System ogólnozakładowej łączności telefonicznej oparty o centralę elektromechaniczną typu CKK-70, urządzenia telefonii iskrobezpiecznej typu IAUL-CAMAC, urządzenia alarmowo-rozgłoszeniowe typu AUD-80 i urządzenia dyspozytorsko-konferencyjne typu UDK nie spełnia współczesnych wymagań stawianych systemom eksploatowanych w obiektach podstawowych kopalń. Uwzględniając przede wszystkim:

- fakt zaprzestania produkcji tych central (CKK-70, AUD-80, UDK) oraz brak części zamiennych do tego sprzętu,
- znaczny stopień zużycia większości elementów przekaźnikowych tych central, eksploatowanych w technicznych warunkach środowiskowych kopalni,
- fakt zaprzestania produkcji urządzeń telefonii iskrobezpiecznej typu IAUL-CAMAC i brak kompatybilności elektromagnetycznej tegoż systemu w zakresie dopuszczalnych poziomów sygnałów użytecznych w liniach kablowych,
- zmiany jakie powinny zajść w strukturach systemów telekomunikacyjnych kopalń, związane z wejściem w życie nowych przepisów [1, 2, 3, 4].

Istnieje pilna potrzeba modernizacji tych systemów pracujących dotychczas w kopalniach. Rozwój telekomunikacji publicznej przyczynia się do powstania szeregu nowoczesnych rozwiązań technicznych w dziedzinie telekomunikacji górniczej.

Integracja autonomicznych dotychczas systemów telekomunikacyjnych staje się koniecznością. Stwarza to jednak pewne niebezpieczeństwa dla ruchu zakładu górniczego. Należy bowiem zdać sobie sprawę, że uszkodzenie zintegrowanego systemu czy urządzenia abonenckiego pociąga za sobą unieruchomienie kilku oddzielnych systemów eksploatowanych do tej pory w kopalni. Najbardziej zawodnym elementem kopalnianego systemu telekomunikacyjnego jest przewodowa linia teletransmisyjna. Dla poprawy bezpieczeństwa w tym zakresie w nowych przepisach [4] w par. 637 określono że „do poszczególnych rejonów kopalni (nie wyłączając z tego tras powierzchniowych) kable telekomunikacyjne należy prowadzić dwoma drogami". Równocześnie kierownik ruchu zakładu górniczego powinien wskazać w rejonach oddziałów wydobywczych te urządzenia końcowe, które powinny być podłączone do linii kablowych doprowadzonych innymi wyrobiskami (par. 637 ustęp 3). Będzie to trudny do spełnienia zapis bowiem wymaga on przebudowy większości dołowych sieci telekomunikacyjnych.

Literatura

[1] Ustawa z dnia 4.02.94 r. Prawo geologiczne i górnicze. Dz. U. nr 27 poz. 96. z późniejszymi zmianami.
[2] Ustawa z dnia 21.07.2000 r. Prawo telekomunikacyjne. Dz. U. nr 73 z 2000 r. poz. 852.
[3] Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 02.07.2002 r. „w sprawie dopuszczania do stosowania w zakładach górniczych maszyn, urządzeń, materiałów oraz środków strzałowych i sprzętu strzałowego". Dz. U. z 2002 r. nr 125 poz. 1064.
[4] Rozporządzenie MG z dnia 28.06.2002 r. „w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych". Dz. U. z 2002 r. nr 139 poz. 1169.
[5] Wojaczek A.: Eksploatacja i zasady modernizacji sieci telekomunikacyjnych węglowych. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa (czasopismo MiAG) 1999, nr 8-9.
[6] Wojtas P., Francik J.: Problemy integracji systemów łączności telefonicznej i alarmowo-rozgłoszeniowej wynikające z restrukturyzacji kopalń. MiAG 1997, nr 10.
[7] Miśkiewicz K., Wojaczek A., Wojtas P.: Integration of the telecommunication systems in polish mining industry - selected problems Materiały XIV Międzynarodowej Konferencji ICAMC 2001 Tampere Finlandia.
[8] Wojaczek A.: Analiza struktury systemów łączności w kopalni węgla. Zeszyty Naukowe Pohtechniki Śl. Seria Górnictwo zeszyt 246 Gliwice 2000.
[9] Wojaczek A., Miśkiewicz K.: Zintegrowane systemy telekomunikacyjne kopalń. Materiały II Sympozjum Naukowo-Technicznego pt. „Łączności i automatyzacja w górnictwie – 2002". Wyd. ELEKTROMETAL S.A. Cieszyn, Ustroń listopad 2002.

New telephone communication and alarming systems for mines

Abstract

Every mine exploits two all-mine telephone communication systems which make transfer of ne information about appeared danger in mine underground to the dispatcher possible. The tructure of the new communication and alarming system for mines is presented in the paper. he state of technique allows creating in mines the integrated systems of communication, alarm nd data transmission.

Recenzent: dr inz. Andrzej Hebda

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 357–369

Andrzej BOREK, Józef SKRZYPCZAK
Rudzka SpółkaWęglowa S.A.
KWK „Polska-Wirek" Ruda Śląska, ul. Ks. Tunkla 112, tel. (0-32) 2439041 wew. 5616
aborek@wirek.rudzka.com.pl

Ocena ryzyka zawodowego jako element profilaktyki bhp w kopalni „Polska – Wirek"

Streszczenie

Referat zawiera przegląd wdrożonych w kopalniach RŚl.SW S.A. działan profilaktycznych w zakresie bezpieczeństwa i higieny pracy oraz przedstawia stosowaną w kopalni „Polska-Wirek" metodę oceny ryzyka zawodowego.

Ryzyko zawodowe *- jest to prawdopodobieństwo wystąpienia niepożądanych zdarzeń związanych z wykonywaną pracą, powodujących straty, w szczególności wystąpienie u pracowników niekorzystnych skutków zdrowotnych w wyniku zagrozeń zawodowych występujących w środowisku pracy lub sposobu wykonywania pracy*

1. Podstawy prawne wykonywania oceny ryzyka zawodowego

Kraje Unii Europejskiej podpisały w 1986 r. **Jednolity Akt Europejski**, który wprowadził zmiany do Traktatów Rzymskich o utworzeniu Europejskiej Wspólnoty Gospodarczej.

W podpisanym akcie Strony zobowiązały się, między innymi, do harmonizacji swego prawodawstwa oraz podjęcia wszelkich działań dla zapewnienia jak najwyższego poziomu bezpieczeństwa pracy.

Polska, jako kraj stowarzyszony z Unią Europejską i starający się o członkostwo w Unii zobowiązana została do harmonizacji swego prawodawstwa z wymaganiami Unii. Przykładem dostosowania polskiego ustawodawstwa w zakresie bezpieczeństwa pracy do wymagań Unii, mogą być postanowienia znowelizowanego Kodeksu Pracy oraz Prawa Geologicznego i Górniczego.

Ustawa z dnia 26 czerwca 1974 roku z zmianami. Ustawa 02.02.1996 r. Dz.U. Nr. 24 poz. 110 „Kodeks Pracy". Art. 226 Pracodawca jest obowiązany informować pracowników o **ryzyku zawodowym**, które wiąże się z wykonywaną pracą oraz o zasadach ochrony przed zagrożeniami.

Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Socjalnej z 26 września 1997 roku w sprawie ogólnych przepisów BHP Dz. U. Nr 129. poz. 844 Dział IV – Procesy pracy, Rozdział 1 – Przepisy ogólne § 39, pkt. 1. Pracodawca jest obowiązany oceniać i dokumentować **ryzyko zawodowe** występujące przy określonych pracach oraz stosować niezbędne środki profilaktyczne zmniejszające ryzyko.

- Ustawa „Prawo Geologiczne i Górnicze" Dz. U. Nr 110 poz. 1190. Art. 73 pkt. 1. Rozpoznawać zagrożenia związane z ruchem zakładu Górniczego i podejmować środki zmierzające do zapobiegania i usuwania tych zagrożeń, w tym **oceniać i dokumentować ryzyko zawodowe** występujące w ruchu zakładu górniczego oraz stosować niezbędne środki profilaktyczne zmniejszające to ryzyko.
- Ustawa o zmianie „Prawo Geologiczne i Górnicze" Dz. U. Nr 110 poz. 1190. Art. 78.1. Minister właściwy do spraw gospodarki w porozumieniu z ministrami właściwymi do: spraw pracy i spraw wewnętrznych określi, w drodze rozporządzenia, szczegółowe zasady bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego związanego z ruchem w poszczególnych rodzajach zakładów górniczych, a także **szczegółowe zasady oceniania i dokumentowania ryzyka zawodowego** oraz stosowania niezbędnych środków profilaktycznych zmniejszających to ryzyko, w formie dokumentu bezpieczeństwa i ochrony zdrowia pracowników zatrudnianych w ruchu zakładów górniczych.
- Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.

  § 1. Rozporządzenia określa szczegółowe zasady bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego związanego **z** ruchem w poszczególnych rodzajach podziemnych zakładów górniczych, a także szczegółowe zasady oceniania i dokumentowania **ryzyka zawodowego** oraz stosowania niezbędnych środków profilaktycznych zmniejszających to ryzyko w formie dokumentu bezpieczeństwa i ochrony zdrowia pracowników zatrudnionych w ruchu tych zakładów.

  § 5 Rozporządzenia. Przedsiębiorca zapewnia bieżące przeprowadzanie analiz i badań niezbędnych dla bezpiecznego prowadzenia ruchu zakładu górniczego, w tym dla oceny i dokumentowania **ryzyka zawodowego**.
- Polska norma PN-N-18002 - **Systemy zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy - ogólne wytyczne do oceny ryzyka zawodowego.** Dostarcza ona wskazówek do przeprowadzania oceny ryzyka wszystkim organizacjom, niezależnie od zakresu przyjętych zobowiązań oraz normatywów. Metoda ta może być wykorzystana zarówno w dużych jak i małych firmach – niezależnie od rodzaju występujących czynników szkodliwych i niebezpiecznych.

2. Krótka prezentacja kopalni „Polska-Wirek"

Rudzka Spółka Węglowa SA w Rudzie Śląskiej utworzona została w 1993 roku. W jej skład weszło 8 kopalń. W wyniku działań restrukturyzacyjnych w chwili obecnej w strukturze spółki pozostały cztery kopalnie:

- KWK „Bielszowice",
- KWK „Halemba",
- **KWK „Polska-Wirek"**,
- KWK „Pokój".

Kopalnia węgla kamiennego **„Polska-Wirek"** powstała z połączenia kopalń „Nowy Wirek" w Rudzie Śląskiej i „Polska" w Świętochłowicach w roku 1995. W początkowym

okresie funkcjonowała jako zakład o dwóch ruchach, a od roku 1999 stanowi zakład jednoruchowy.

Wydobywanie węgla w kopalniach Rudzkiej Spółki Węglowej SA odbywa się w bardzo trudnych warunkach geologiczno-górniczych, charakteryzujących się występowaniem zagrożeń: metanowego, tąpaniami, pyłowego w najwyższych kategoriach i to niejednokrotnie jako zagrożeń skojarzonych. Powyższy fakt ma bezpośredni wpływ na stan bezpieczeństwa w kopalniach.

Prowadzona w Rudzkiej Spółce Węglowej SA od samego początku analiza wypadków przy pracy i chorób zawodowych dowodzi, że wiele z nich powstało na skutek zaniedbań, naruszenia dyscypliny czy też niedoszacowania ryzyka, czyli zdarzeń, którym można zapobiegać. Zarząd Rudzkiej Spółki Węglowej SA i dyrekcja kopalni od samego początku podejmują działania w zakresie bhp. W tym celu w 1994 r. opracowano i stopniowo wdrożono na naszej kopalni, jak również innych kopalniach RŚl.SW S.A. następujące kierunki działania:

3. Działania kopalni w zakresie poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy

3.1. W zakresie profilaktyki powypadkowej i zagrożeniowej:

- Miesięcznie opracowywane są dane zawierające analizę wypadkowości i chorób zawodowych - informacje przekazywane są kopalniom na bieżąco. Posiadana aktualnie baza informatyczna zawiera dane o wszystkich wypadkach zaistniałych w RŚl.SW S.A. od 1994 roku.
- Wprowadzono do sieci telefonicznej każdej kopalni system informacyjny w zakresie danych o aktualnych zagrożeniach i zaistniałych wypadkach. Każda kopalniana centrala telefoniczna posiada kilka stałych numerów, po wybraniu których można wysłuchać nagranych przez dział bhp informacji.
- Połączono komputery w działach bhp Biura Zarządu i kopalń do wewnętrznej sieci komputerowej, co pozwoliło na stworzenie systemu przekazywania natychmiast informacji o zaistniałych wypadkach i zagrożeniach we wszystkich kopalniach spółki. Wszystkie informacje dotyczące ww. zagadnień kierowane są z kopalń do Biura Zarządu, a następnie po ich zarejestrowaniu z powrotem do kopalń, w formie zbiorczego raportu. Taki obieg informacji pozwala na szybkie informowanie załóg o wypadkach i zagrożeniach i umożliwia podjęcie odpowiednich działań prewencyjnych.
- Opracowano w zespole BHP Rudzkiej Spółki Węglowej S.A. własny program komputerowy, pomocny przy prowadzeniu kontroli stanowisk pracy. Program w chwili obecnej umożliwia między innymi:
  - sporządzanie protokołów pokontrolnych wg schematu książki raportowej,
  - elektroniczną archiwizację wyników ww. kontroli,
  - uzyskiwanie na ich podstawie informacji o powtarzających się nieprawidłowościach stwierdzanych podczas kontroli, osobach odpowiedzialnych za ich usunięcie itp.,
  - bieżącą rejestrację skontrolowanych stanowisk pracy,
  - ewidencję pracowników uchylających się od stosowania przepisów bhp.

- Wprowadzono dla zabezpieczenia oczu, obowiązek noszenia okularów przez pracowników dołowych.
- Dla wyeliminowania chorób grzybiczych nóg oraz zmniejszenia ilości wypadków kończyn dolnych, oprócz butów gumowych wprowadzono buty skórzane.
- Dla zmniejszenia przeciążeń kręgosłupa oraz wyeliminowania poparzeń roztworem lamp RC-12 wprowadzono pasy ochronne z pokrowcem.
- W Kopalni „Polska-Wirek", a także w innych kopalniach RŚI.SW w miejscach przekroczonych norm hałasu, zapylenia, czy wibracji wprowadzono odpowiednie znaki ostrzegawcze z równoczesnym obowiązkiem wprowadzenia właściwych zabezpieczeń.
- Prowadzi się miesięczne narady Głównych Inżynierów ds. BHP, na których omawiane są przyczyny zaistniałych wypadków i zagrożeń oraz wyniki kontroli prowadzonych prac przez działy bhp.

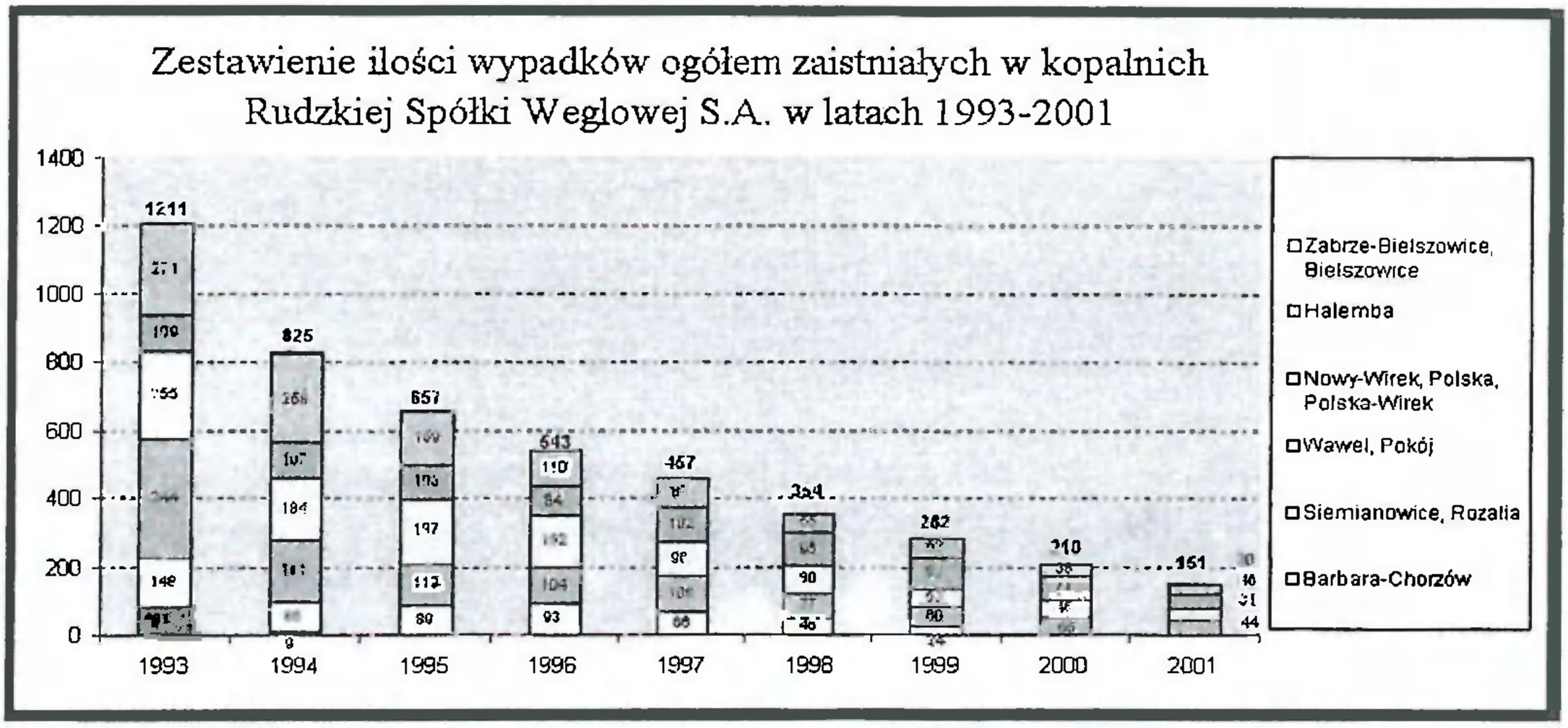
3.2. W zakresie ochrony zdrowia i profilaktyki medycznej:

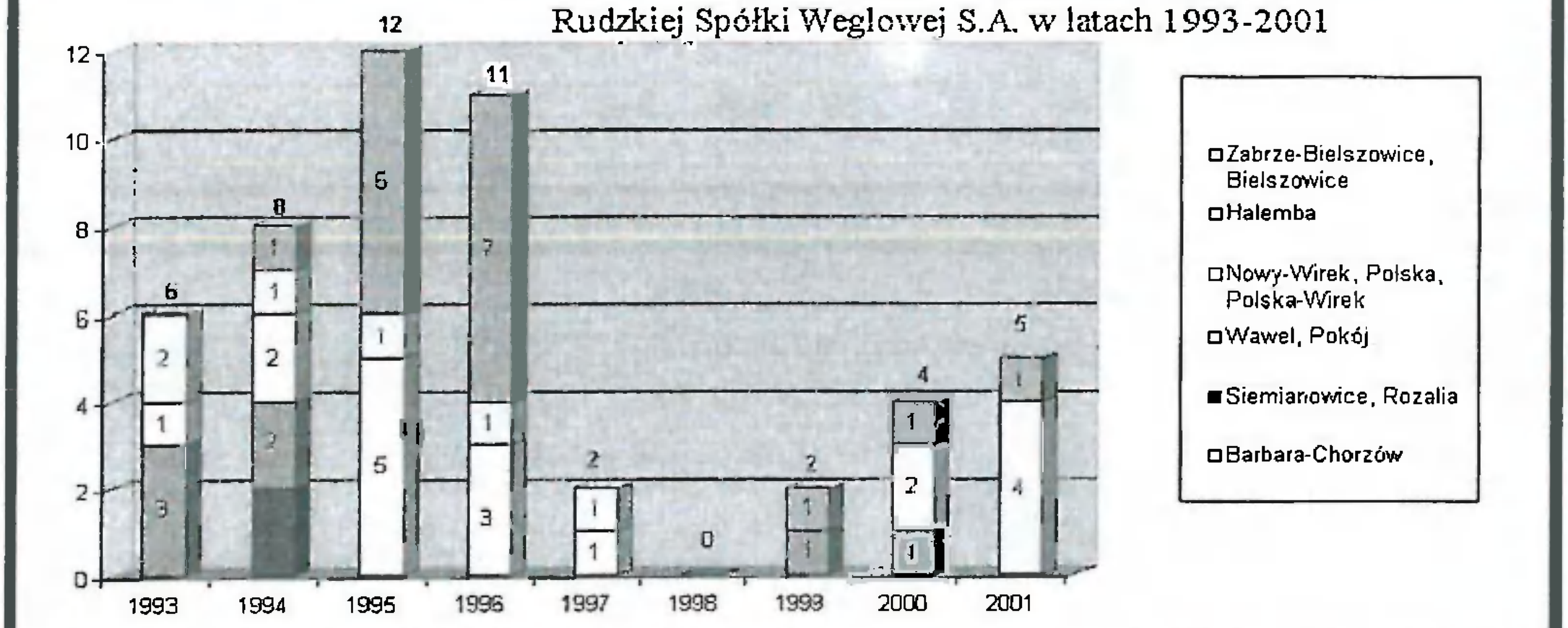
- Wprowadzono obowiązek prowadzenia badań audiometrycznych na badaniach wstępnych i okresowych. Wobec pracowników, u których stwierdzono podwyższone wskaźniki chorobowe, wprowadzono obowiązek objęcia ich szczególną ochroną.
- Zatwierdza i opiniuje się zamawianą odzież roboczą, ochronną i sprzęt ochronny. Uczestniczy się w komisjach zatwierdzających normy na stosowanie ww. sprzętu.
- W zakresie medycyny pracy współpracuje się z Przychodnią Kopalnianą. Kierownik Przychodni Przyzakładowej uczestniczą w posiedzeniach kopalnianych Komisji Bezpieczeństwa. Wynikiem tej współpracy jest podjęcie programu zwalczania pylicy płuc. Program obejmuje wszystkich górników, u których stwierdzono dolegliwości układu oddechowego lub pracują ponad 15 lat w warunkach zapylenia.

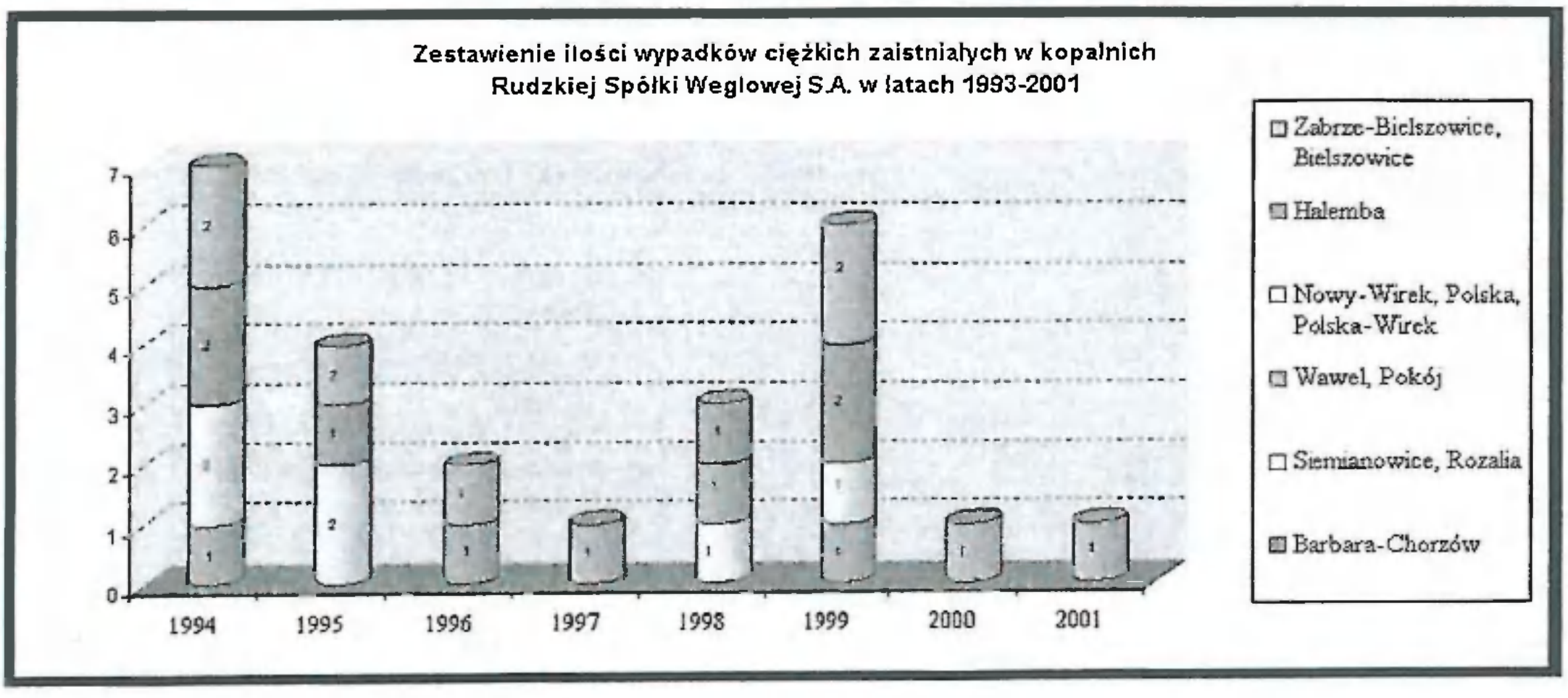
Ponadto:

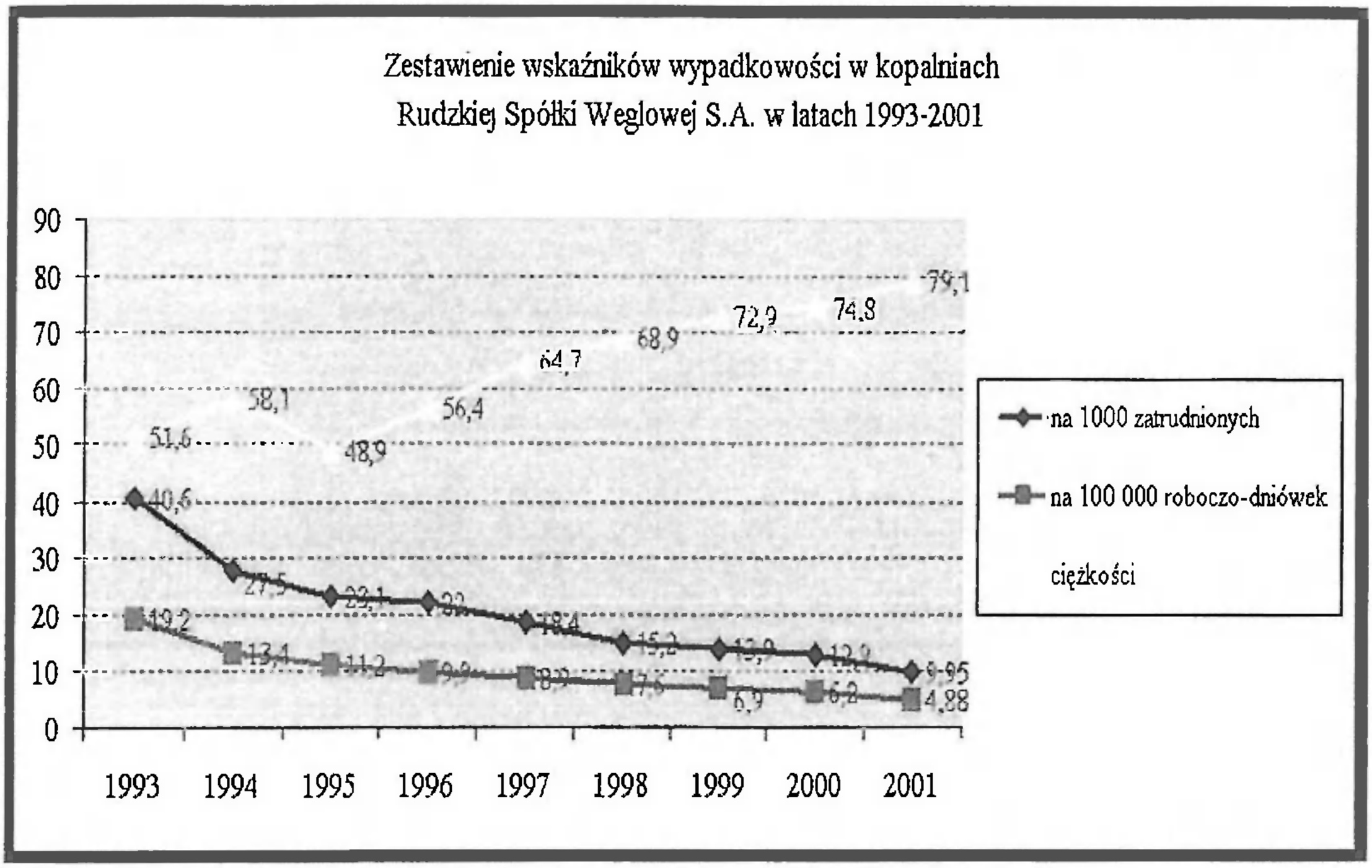
- po wypadkach ciężkich, śmiertelnych i zbiorowych, w dniu następnym po ich zdarzeniu organizuje się w kopalniach narady Naczelnych Inżynierów i Głównych Inżynierów BHP kopalń RŚI.SW S.A., na których szczegółowo omawia się zaistniał zdarzenie,
- po wypadkach ciężkich, śmiertelnych i zbiorowych Prezes Zarządu RŚI.SW S.A. wydaje zarządzenie w zakresie profilaktyki powypadkowej,
- bezpośrednio po zaistniałym zdarzeniu w kopalni, w cechowni kopalni przygotowane są prezentacje multimedialne, z podaniem przebiegu zdarzenia, przyczyn i okoliczności jego zaistnienia,
- każdy z ww. wypadków omawiany jest na odprawach dozoru kopalnianego, a także na pouczeniach bhp przodowych i na szkoleniach okresowych pracowników w oparciu o przygotowane foliogramy lub plansze.

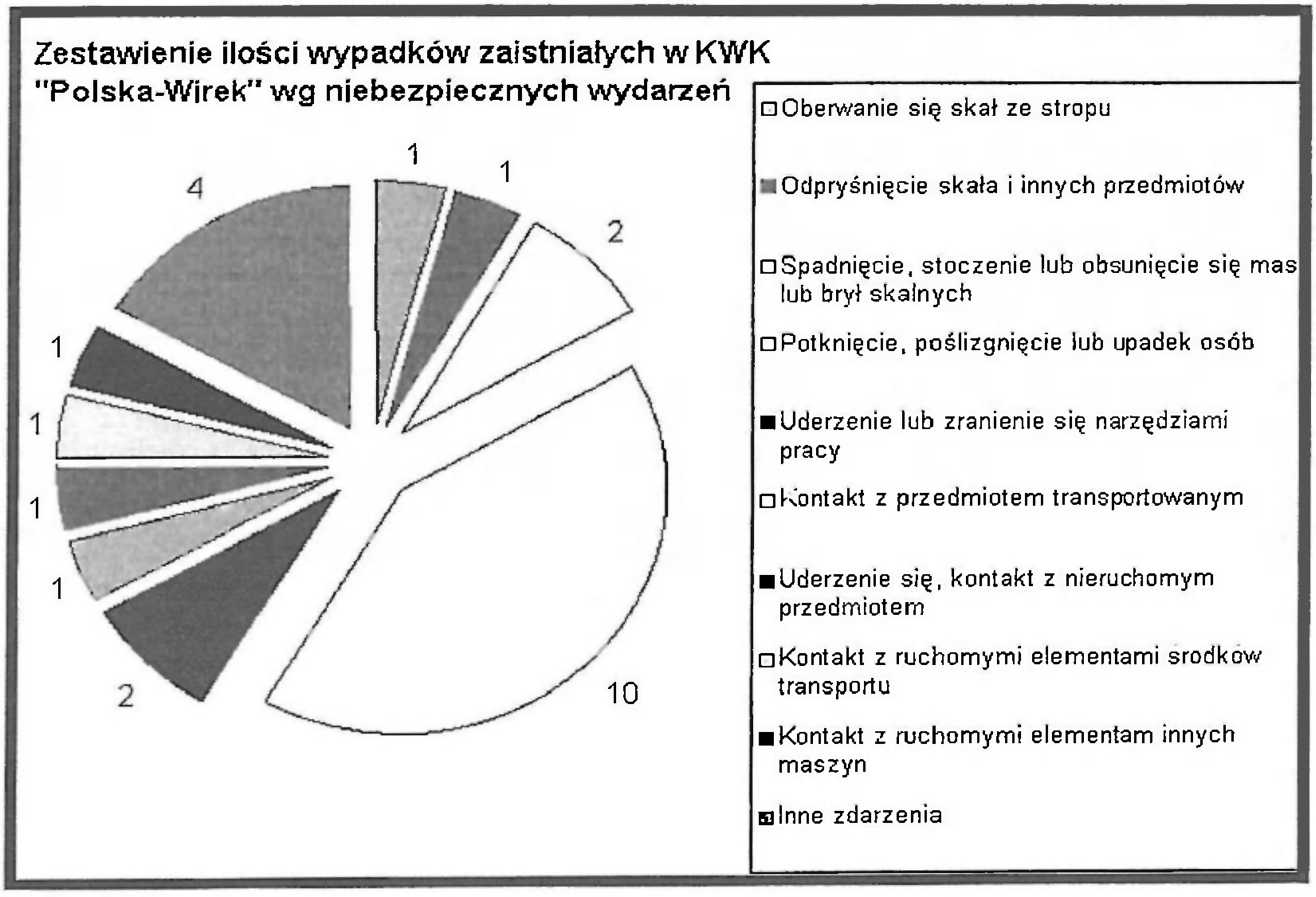
Wprowadzone kierunki działań spowodowały, że kopalnia osiągnęła pewną stabilizację stanu bezpieczeństwa i tradycyjne metody nie powodują dalszego zmniejszenia się liczby wypadków i chorób zawodowych.


Zestawienie ilości wypadków ogółem zaistniałych w kopalnich Rudzkiej Spółki Weglowej S.A. w latach 1993-2001
1400
1200
1000
800
600
400
200
0
1211
825
657
543
457
324
282
210
151
1993
1994
1995
1996
1997
1998
1999
2000
2001
Zabrze-Bielszowice, Bielszowice
Halemba
Nowy-Wirek, Polska, Polska-Wirek
Wawel, Pokój
Siemianowice, Rozalia
Barbara-Chorzów


Zestawienie ilości wypadków śmiertelnych zaistniałych w kopalnich Rudzkiej Spółki Weglowej S.A. w latach 1993-2001
12
10
8
6
4
2
0
1993
1994
1995
1996
1997
1998
1999
2000
2001
Zabrze-Bielszowice, Bielszowice
Halemba
Nowy-Wirek, Polska, Polska-Wirek
Wawel, Pokój
Siemianowice, Rozalia
Barbara-Chorzów


Zestawienie ilości wypadków ciężkich zaistniałych w kopalnich Rudzkiej Spółki Weglowej S.A. w latach 1993-2001
7
6
5
4
3
2
1
0
1994
1995
1996
1997
1998
1999
2000
2001
Zabrze-Bielszowice, Bielszowice
Halemba
Nowy-Wirek, Polska, Polska-Wirek
Wawel, Pokój
Siemianowice, Rozalia
Barbara-Chorzów


Zestawienie wskaźników wypadkowości w kopalniach
Rudzkiej Spółki Weglowej S.A. w latach 1993-2001
90
80
70
60
50
40
30
20
10
0
1993
1994
1995
1996
1997
1998
1999
2000
2001
79,1
74,8
72,9
68,9
64,7
58,1
56,4
51,6
48,9
40,6
27,5
23,1
22
18,4
15,2
13,9
12,9
9,95
19,2
13,1
11,2
9,9
8,9
7,6
6,9
6,2
4,88
na 1000 zatrudnionych
na 100 000 roboczo-dniówek ciężkości


Zestawienie ilości wypadków zaistniałych w KWK
"Polska-Wirek" wg niebezpiecznych wydarzeń
1
1
2
10
2
1
1
1
1
4
Oberwanie się skał ze stropu
Odpryśnięcie skała i innych przedmiotów
Spadnięcie, stoczenie lub obsunięcie się mas lub brył skalnych
Potknięcie, poślizgnięcie lub upadek osób
Uderzenie lub zranienie się narzędziami pracy
Kontakt z przedmiotem transportowanym
Uderzenie się, kontakt z nieruchomym przedmiotem
Kontakt z ruchomymi elementami środków transportu
Kontakt z ruchomymi elementam innych maszyn
Inne zdarzenia

3.3. Prowadzenie dalszych działań dla poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy

Konieczne stało się podjęcie nowych przedsięwzięć organizacyjnych przez podniesienie świadomości i motywacji pracowników na wszystkich szczeblach struktury organizacyjnej zakładu górniczego do wykonywania pracy w sposób bezpieczny. W tym celu powołano w kopalni Samodzielny Zespół Zarządzania Bezpieczeństwem, który ma w zakresie działania między innymi:

- Opracowanie „Dokumentu bezpieczeństwa" zawierającego w szczególności:
  a. strukturę organizacyjną zakładu górniczego,
  b. opis zagrożeń w zakładzie górniczym,
  c. odpowiedzialność za stan bezpieczeństwa i higieny pracy,
  d. sposób aktualizacji dokumentu bezpieczeństwa,
  e. zasady oceny i dokumentowania ryzyka,
  f. opis postępowania związanego z bezpiecznym prowadzeniem ruchu zakładu górniczego w zakresie:
     - bieżącego przeprowadzania analiz i badań niezbędnych dla bezpiecznego prowadzenia
     - ruchu zakładu górniczego,
     - opiniowania projektowania, wykonywania, wyposażania i przekazywania do użytkowania,
     - nowych miejsc i stanowisk pracy,
     - zmiany, rozbudowy i przebudowy miejsc i stanowisk pracy powodujących zmianę
     - warunków pracy,
     - ochrony przed zagrożeniami występującymi w zakładzie górniczym,
     - przeglądów maszyn i urządzeń dla utrzymania ich w stanie sprawności,
     - zatrudniania i koordynacji prac wykonywanych przez inne podmioty gospodarcze,
     - obiegu dokumentów pokontrolnych organów nadzoru wewnętrznego,
  g. opis postępowania związanego z bezpieczeństwem zatrudnionych w ruchu zakładu górniczego w zakresie:
     - identyfikacji i monitorowania zagrożeń,
     - oceny i dokumentowania ryzyka dla miejsc i stanowisk pracy wykonywanych w oparciu o ogólne wytyczne do oceny ryzyka zawodowego,
     - opracowania instrukcji bezpieczeństwa i higieny pracy,
     - konsultowania i udziału pracowników w sprawach dotyczących bezpieczeństwa i higieny pracy, w tym przy opracowaniu instrukcji,
     - informowanie pracowników o ryzyku i sposobach zapobiegania zagrożeniom,
     - zatrudniania pracowników posiadających wymagane kwalifikacje lub potrzebne umiejętności,
     - identyfikacji wykonania prac szczególnie niebezpiecznych,
     - przeprowadzania badań profilaktycznych pracowników,
     - szkoleń w dziedzinie bezpieczeństwa i higieny pracy,
  h. opis postępowania w sytuacjach awaryjnych dotyczących:
     - sposobów ewakuacji i zapewnienia środków ratunkowych,

  - organizacji ratownictwa i pierwszej pomocy medycznej,
  - zapewnienia łączności, systemów ostrzegawczych alarmowych.
- Opracowywanie dokumentacji w zakresie oceny ryzyka zawodowego na stanowiskach pracy w kopalni poprzez:
  - opis stanowisk pracy na kopalni,
  - identyfikacja zagrożeń występujących na danym stanowisku pracy,
  - powoływanie zespołów specjalistów dla oszacowania ryzyka,
  - wyznaczenie kategorii dopuszczalności ryzyka,
  - opracowanie działań korygujących w przypadku ryzyka niedopuszczalnego i ponowna ocena ryzyka po ich wykonaniu,
  - w przypadku ryzyka akceptowalnego ustalanie okresowych kontroli ryzyka,
  - przedstawianie komórkom organizacyjnym kopalni wyników – kart analizy ryzyka.

Jednym z najważniejszych kierunków działania Samodzielnego Zespołu Zarządzania Bezpieczeństwem jest przeprowadzenie i udokumentowanie oceny ryzyka zawodowego na wszystkich stanowiskach pracy na dole i powierzchni kopalni. W tym celu opracowana została procedura oceny i dokumentowania ryzyka zawodowego, która szczegółowo określa tok postępowania. Powołuje się zespoły specjalistów dla wykonania przedmiotowej oceny składające się z doświadczonych pracowników etatowych oraz reprezentantów załogi.

Dla spełnienia wymagań jednostek nadzoru zewnętrznego aktualnie na kopalni realizowana jest ocena ryzyka zawodowego na wszystkich nowych stanowiskach pracy, a także w przypadku zmiany, rozbudowy lub przebudowy miejsc pracy, powodujących zmianę warunków pracy.

Biorąc pod uwagę powyższe skoncentrowano się na opracowaniu czytelnych, przejrzystych i zrozumiałych metod oceny ryzyka, a zwłaszcza profilaktyki jaką winno się stosować, by praca mogła być wykonywana w kategoriach ryzyka akceptowalnego. Przy opracowaniu metody bazowano przede wszystkim na polskiej normie PN-N-18002 *„Systemy zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy ogólne wytyczne do oceny ryzyka zawodowego".* Dla potrzeb oceny ryzyka wykorzystano zgodną z wyżej wymieniona normą punktową metodę oceny ryzyka zawodowego ***Score Risk.***

4. Opis zastosowanej w kopalni metody oceny ryzyka zawodowego Score Risk

Zgodnie z tą metodą ryzyko zawodowe definiuje wzór:

$$R = S \times E \times P \qquad (4.1)$$

gdzie: R - ryzyko,
S - strata,
E - ekspozycja,
P - prawdopodobieństwo.

Wartość ryzyka (R) wylicza się, posługując się danymi liczbowymi, właściwymi dla ocenianej sytuacji, zawartymi w poniższych tablicach.

Tablica 4.1. Ocena potencjalnych skutków zagrożenia

Wartość	Strata	Opis	
		straty ludzkie	straty materialne
100	poważna katastrofa	wiele ofiar śmiertelnych	~ ponad 30 mln zł.
40	katastrofa	kilka ofiar śmiertelnych	~ 3 - 30 mln zł.
15	bardzo duża	ofiara śmiertelna	~ 300 tys. - 3 mln zł.
7	dużą	ciężkie uszkodzenie ciała	~ 30 - 300 tys. zł.
3	średnia	absencja	~ 3 - 30 tys. zł.
1	mała	udzielenie pierwszej pomocy	~ poniżej 3 tys. zł.

Tablica 4.2. Ocena ekspozycji na zagrożenie

Wartość	Poziom ekspozycji
10	stała
6	częsta (codziennie)
3	sporadyczna (raz na tydzień)
2	okazjonalna (raz na miesiąc)
1	minimalna (kilka razy rocznie)
0,5	znikoma (raz do roku)

Tablica 4.3. Ocena prawdopodobieństwa zdarzeń

Wartość	Częstotliwość	Szansa w %
10	bardzo prawdopodobne	50 (1 na 2)
6	całkiem możliwe	10 (1 na 10)
3	mało prawdopodobne ale możliwe	1 (1 na 100)
1	tylko sporadycznie możliwe	0,1 (1 na 1 000)
0,5	możliwe do pomyślenia	0,01 (1 na 10 000)
0,2	praktycznie niemożliwe	0,001 (1 na 100 000)
0,1	tylko teoretycznie możliwe	0,0001 (1 na 1 000 000)

Po podstawieniu danych liczbowych z tablic 4.1, 4.2 i 4.3, odpowiadających ocenianej sytuacji, w wyniku wyliczenia iloczynu S×E×P uzyskujemy pięć kategorii ryzyka.

Tablica 4.4. Kategorie ryzyka zawodowego

Kategoria ryzyka		Wartość [R]	Wymagane działanie
[1]	pomijalne	R < 20	żadne działania nie są potrzebne
[2]	małe ryzyko	20 <= R < 70	należy zwrócić uwagę
[3]	średnie ryzyko	70 <= R < 200	potrzebna dalsza profilaktyka
[4]	wysokie ryzyko	200 <= R < 400	potrzebna natychmiastowa poprawa
[5]	bardzo wysokie ryzyko	r >= 400	rozważ wstrzymanie prac

Proces oceny ryzyka zawodowego w kopalni „Polska-Wirek", w której istnieje kilkaset stałych stanowisk pracy, a na jednym stanowisku występuje do kilkunastu zagrożeń jest procesem bardzo złożonym. Dlatego też, dla jego usprawnienia opracowano na szczeblu RŚI.SW, własny program komputerowy. Baza danych zawiera stanowiska pracy występujące w kopalniach Rudzkiej Spółki Węglowej oraz wszystkie zidentyfikowane zagrożenia.

W oparciu o przedstawioną wyżej metodę ***Score Risk*** po wybraniu odpowiednich wartości parametrów straty, ekspozycji i prawdopodobieństwa program automatycznie wylicza kategorie ryzyka.

Najtrudniejszym czynnikiem do oszacowania w iloczynie

$$R = S \times E \times P$$

jest prawdopodobieństwo.

Przy określaniu tej wielkości niezbędne jest dokładne określenie zagrożeń występujących na stanowisku pracy. Bardzo pomocna stała się tu posiadana elektroniczna baza danych o wszystkich wypadkach zaistniałych w kopalniach RŚI.SW S.A. od 1994 roku.

W celu zademonstrowania wyżej opisanej metody posłużono się przykładem oceny ryzyka na stanowisku górnika, w przodku wyrobiska drążonego kombajnem chodnikowym AM-50. W pierwszym etapie pracy określono zagrożenia mogące wystąpić na analizowanym stanowisku pracy.

W przypadku chodnika drążonego kombajnem chodnikowym AM-50 górnik narażony jest na następujące zagrożenia:

1. pochwycenie przez organ urabiający kombajnu,
2. urazy spowodowane odpryskami podczas urabiania,
3. uderzenie lub przygniecenie elementami obudowy chodnikowej,
4. oberwanie się skał z ciosu czoła wyrobiska korytarzowego,
5. opad skał stropowych,
6. metanowe,
7. tąpaniami,
8. wybuchu pyłu węglowego,
9. wodne,
10. pożarowe,

11. hałasem,
12. działaniem pyłów szkodliwych dla zdrowia,
13. zetknięcie się z ruchomymi elementami pzenośników,
14. przemieszczenie się napędu lub stacji zwrotnej przenośnika,
15. urazy przy ręcznym transporcie materiałów,
16. opad drobnych brył skał z pomiędzy opinki obudowy chodnikowej,
17. kontakt z przedmiotem transportowanym przenośnikiem,
18. porażenie prądem elektrycznym,
19. potknięcie się, poślizgnięcie na spągu wyrobiska,
20. upadek podczas wykonywania wykładki i obudowy, zawieszania urządzeń pod stropem,
21. zagrożenie od instalacji sprężonego powietrza i urządzeń pneumatycznych,
22. zagrożenia od lampy RC-12.

Następnie, korzystając z danych statystycznych i doświadczenia zawodowego pracowników zespołu dokonującego oceny, określono ekspozycję, potencjalne straty, jakie może wywołać dane zdarzenie jak i prawdopodobieństwo jego wystąpienia. Przyporządkowując każdej z tych wielkości odpowiednią wartość liczbową (program komputerowy) - posługując się metodą **RISK SCORE** jesteśmy w stanie dokonać ilościowej oceny ryzyka, która uwidoczniona jest w karcie – **Analiza ryzyka.**

Pierwsza uzyskana w ten sposób, w karcie ilościowa ocena ryzyka ma dla większości zagrożeń bardzo dużą wartość, gdyż jest ona określona dla przypadku niestosowania żadnych środków profilaktycznych. Ma to na celu uświadomienie pracownikowi wagi zagrożenia, gdy nie stosuje lub lekceważy przepisy bhp.

Uwzględniając odpowiedni dobór środków profilaktycznych - opisanych na karcie, dokonujemy powtórnych obliczeń ryzyka dla danego zagrożenia, co w konsekwencji prowadzi do obniżenia kategorii ryzyka i pokazuje jak konieczne jest stosowanie profilaktyki. Dzięki takiemu przedstawieniu zagadnienia, pracownik ma możliwość - w sposób konkretny, a jednocześnie bardzo prosty - zapoznać się z niezbędną profilaktyką wymaganą na jego stanowisku pracy.

Przykład tak wykonanej oceny ryzyka dla górników zatrudnionych w przodku wyrobiska drążonego kombajnem chodnikowym, dla jednego wybranego zagrożenia przedstawia karta stanowiąca załącznik nr 1 do niniejszego referatu.

Z opracowanymi kartami - analizy ryzyka zawodowego na stanowisku pracy uwzględniającymi wszystkie rodzaje zagrożeń występujące na danym stanowisku pracy zapoznawani są pracownicy, których zagrożenia te dotyczą. Dzięki takim kartom istnieje możliwość w krótkim czasie, zapoznania pracowników lub przypomnienia im przepisów bądź zasad sztuki górniczej obowiązujących przy wykonywaniu poszczególnych prac.

5. Sposób zapoznawania pracowników z kartami oceny ryzyka

Z oceną ryzyka zawodowego pracownicy powinni być zapoznawani przez osoby dozoru w działach, do których przekazano karty – analizy ryzyka zawodowego, a także w ramach szkoleń okresowych bhp. Każdorazowo przedstawić należy komplet kart przygotowanych dla konkretnego stanowiska pracy, tym pracownikom, którzy wykonują prace na danym stanowisku i są przez to narażeni na skutki aktywizacji zagro-

żeń występujących na tym stanowisku. Numer stanowiska znajduje się w górnym prawym rogu karty, a za ukośnikiem umieszczono numer kolejnego zagrożenia identyfikowanego na stanowisku.

Powyższe wykonać można stosując podaną niżej metodę:

1. Omawiając kartę uwzględniającą jedno zagrożenie jako pierwsze omówić należy ryzyko przy wykonywaniu pracy bez stosowania profilaktyki (górną część karty). **Zwrócić należy szczególną uwagę na wysoki iloczyn wartości R (ryzyka).**
2. Przedstawić możliwą do zastosowania profilaktykę na stanowisku pracy, dla którego opracowano kartę.
3. Następnie omówić ryzyko po zastosowaniu środków profilaktycznych (dolną część karty), zwracając uwagę na **malejącą wartość iloczynu R (ryzyka).**

Ocena ryzyka zawodowego prowadzona w oparciu o wyżej przedstawioną metodę jest wdrażana w naszej kopalni i we wszystkich kopalniach Rudzkiej Spółki Węglowej S.A. Obejmuje obecnie wszystkie stanowiska pracy na dole kopalni, na których występują zagrożenia oraz stanowiska na powierzchni kopalni, gdzie zanotowano największą liczbę wypadków (zakład przeróbczy, warsztat mechaniczny). Jednocześnie na bieżąco prowadzi się ocenę ryzyka na pozostałych stanowiskach pracy, zgodnie z przeprowadzonym wcześniej opisem stanowisk oraz identyfikacją zagrożeń na nich występujących.

Opracowywane karty analizy ryzyka zawodowego stanowi integralną część dokumentu bezpieczeństwa, co w pełni wyczerpuje wymogi obowiązujących w tym zakresie przepisów prawa.

Praktyczna ocena przydatności oceny ryzyka zawodowego na naszej kopalni jest obecnie taka, że dzięki jej zastosowaniu spełnione zostały wymagania przytoczonych w punkcie 1referatu aktów prawnych, zaś wpływ na poprawę bezpieczeństwa pracy będzie możliwy po upływie dłuższego okresu czasu, a uwzględniając ostrożne podejście załóg do świadomego akceptowania ryzyka należy stwierdzić, że wymierne efekty tej metody widoczne będą po kilku latach.

Literatura

[1] Kodeks Pracy. Ustawa z dnia 26.07.2002 r.

[2] Prawo Geologiczne i górnicze. Ustawa z dnia 01.01.2002 r.

[3] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.

[4] Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Socjalnej z dnia 6.09.1997r. w sprawie ogólnych przepisów bezpieczeństwa i higieny pracy.

[5] Zarządzanie bezpieczeństwem pracy. Ocena ryzyka zawodowego. J. Karczewski. WEKA 2002 r.

[6] Polska Norma PN-N-18002: Systemy zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy ogólne wytyczne do oceny ryzyka zawodowego.

[7] Dźwigoł H., Ochman G., Rajwa S.: Ocena ryzyka zawodowego jako element profilaktyki bhp. WUG, Bezpieczeństwo pracy i ochrona środowiska w górnictwie.

Rudzka Spółka Węglowa S.A.
w Rudzie Śląskiej
Kopalnia Węgla Kamiennego „Polska-Wirek"
11-707 Ruda Śląska (Kochłowice)
ul. ks. L. Tunkla 112
tel 243-90-41, fax: 243-97-97

Pieczęć firmowa

Załącznik nr 1 do referatu
Ocena ryzyka zawodowego jako element profilaktyki bhp
w kopalni „Polska – Wirek".

102\12

Rudzka Spółka Węglowa S.A.

ANALIZA RYZYKA

Zagrożenie związane ze stanowiskiem:

Górnik

W oddziale: TG/GRP Oddział Robót Przygotowawczych

Miejsce pracy: Przodek wyrobiska drążonego kombajnem

Opis zagrożenia: **zagrożenie hałasem**

metoda oceny: **Risk Score (strata x ekspozycja x prawdopodobieństwo)**

Ocena ryzyka bez zastosowania środków profilaktycznych:

Potencjalne straty materialne:	ciężkie uszkodzenie ciała lub strata od 30 tyś. do 300 tyś. zł.
Ekspozycja na zagrożenie:	**częsta (codziennie)**
Prawdopodobieństwo wystąpienia:	całkiem możliwe (1 na 10)
Ilościowa ocena ryzyka:	252
Kategoria ryzyka:	wysokie ryzyko-potrzebna poprawa

Ocena ryzyka z aktualnie stosowanymi środkami profilaktycznymi:

1) eliminacja źródła hałasu lub zmniejszenie natężenia poprzez utrzymywanie maszyn i urządzeń w dobrym stanie technicznym, 2) zmniejszanie czasu ekspozycji na hałas, 3) stosowanie ochronników słuchu, 4) szkolenie załogi

Potencjalne straty materialne:	ciężkie uszkodzenie ciała lub strata od 30 tyś. do 300 tyś. zł.
Ekspozycja na zagrożenie:	**częsta (codziennie)**
Prawdopodobieństwo wystąpienia:	tylko sporadycznie możliwe (1 na 1 000)
Ilościowa ocena ryzyka:	42,0
Kategoria ryzyka:	małe ryzyko-należy zwrócić uwagę

Data sporządzenia karty **2002-07-19**

Sekcja
Drogi obniżenia kosztów wydobycia w kopalniach

Section
Ways of output costs reduction in mines

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str. 373-385

Kazimierz CZOPEK
Akademia Górniczo-Hutnicza , Kraków

Koncentracja w kontekście obniżenia kosztów jednostkowych wydobycia

Słowa kluczowe

efektywność - koszty - wydobycie - koncentracja - optymalizacja kosztów

Streszczenie

Koszt jednostkowy jest parametrem wynikowym wielu czynników decydujących o jego wielkości, w tym również koncentracji, której w szczególności dotyczy artykuł. Podano uzasadnienie przyjętej funkcji zmiany kosztu jednostkowego przy zmianie koncentracji. Zwrócono uwagę na implikacje wzrostu koncentracji przy różnej technologii oraz strukturze kosztów. Sprecyzowano sposób optymalizacji kosztu jednostkowego przy zróżnicowanej koncentracji w poszczególnych przodkach.

1. Wstęp

Istnieje wiele sposobów na obniżenie kosztu jednostkowego, wśród których na wyróżnienie zasługują :

- poprawa organizacji procesu wydobywczego,
- uproszczenie struktury kopalni,
- zastosowanie wydajnych maszyn i urządzeń,
- wykorzystanie zarządczego rachunku kosztów, w tym budżetowania i kontrolingu,
- wzrost koncentracji.

Koszt jednostkowy k_j będący ilorazem kosztów całkowitych K_c przez wielkość wydobycia W:

$$k_j = \frac{K_c}{W} \tag{1.1}$$

est syntetycznym obrazem wpływu każdego czynnika na jego wartość.

Przy ocenie wpływu każdego z czynników na koszt jednostkowy należy jednak brać pod vagę fakt, że poszczególne czynniki są ze sobą powiązane (rys. 1.1). Oznacza to, że dopiero ch kompleksowa ocena, w której poddaje się analizie wspomniane uzależnienie pozwala agregować ich wpływ do dwu obszarów działalności kopalni:

ekonomicznej, reprezentowanej we wzorze 1 przez koszty wydobycia,

technicznej, reprezentowanej wielkością wydobycia.

Należy zwrócić uwagę, że koncentracja, którą się zajęto w niniejszej pracy, ma również harakter syntetyczny. Oznaczona na rysunku 1.1 koncentracja, wyrażona wzorem:

$$K_t = \frac{W}{N} \tag{1.2}$$

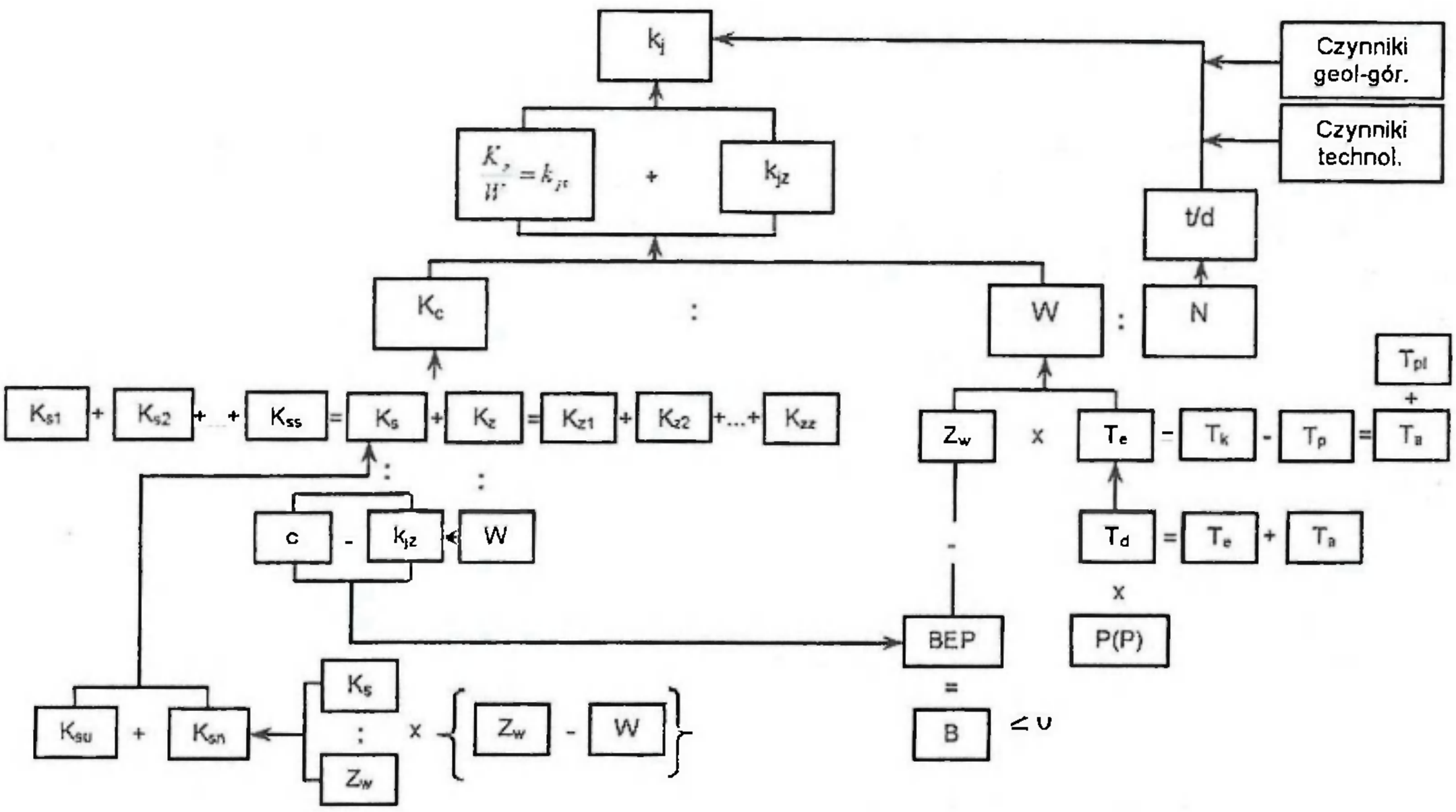
gdzie:

K_t – koncentracja, ton/doba/przodek,

N – ilość analizowanych przodków,

i jest również wynikiem wpływu wszystkich czynników techniczno-organizacyjnych na jej wartość.

Koncentracja, którą zajęto się w pracy, jest dobrym przykładem wymienionych wcześniej uzależnień bowiem jest stosunkiem łącznego wydobycia do liczby czynnych przodków.



Rys. 1.1. Analiza piramidalna (Du Ponta) kosztu jednostkowego
Fig. 1.1. Du Pont pyramidal analysis of the unit costs

2. Charakter zmian kosztu jednostkowego przy zmianie koncentracji

Zagadnienie koncentracji w kontekście obniżenia kosztów wydobycia, analizowane od wielu lat, nabrało istotnego znaczenia w ostatnim okresie, wobec nowych uwarunkowań postawionych górnictwu przez kryteria gospodarki rynkowej. Uświadomiliśmy sobie znany fakt, że wobec uzyskiwanej koncentracji ścian 20 000 t/d czy nawet 30 00 t/d w USA i Australii, nasze wyniki znacznie odbiegają od tych osiągnięć. Szybka poprawa tego stanu w polskich warunkach nie jest możliwa, głównie z uwagi na ograniczone możliwości finansowe górnictwa. Koncentracja wymaga bowiem znacznych nakładów inwestycyjnych, które samo górnictwo nie jest w stanie wygenerować, borykając się z utrzymaniem bieżącej płynności finansowej.

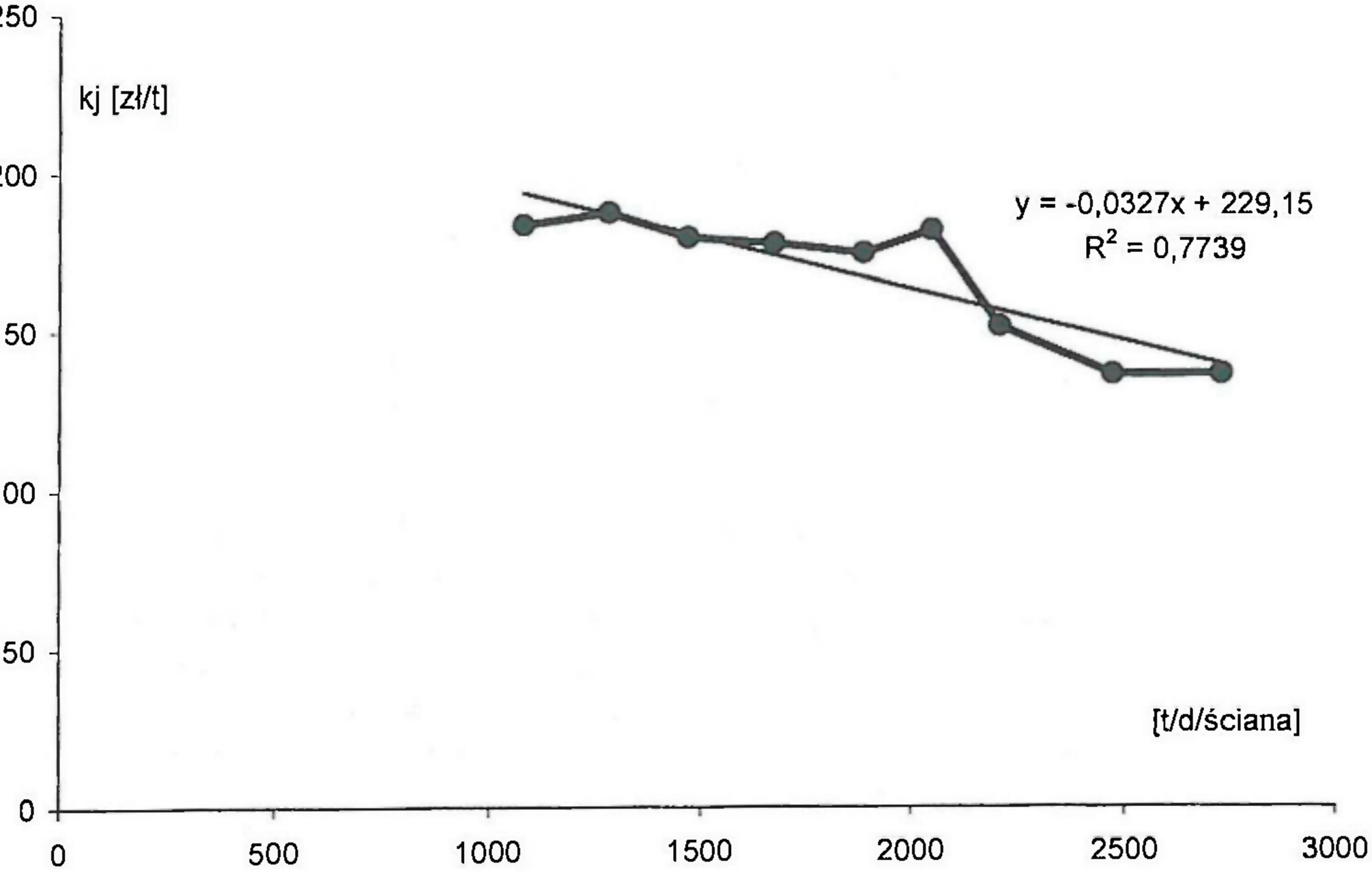
W tak niekorzystnych warunkach poczyniono szereg starań, aby koncentracja wydobycia wzrosła: między innymi zmalało zatrudnienie na dole, wzrosła wydajność ogólna, zmalała ilość ścian czynnych, wzrosła zmianowość ścian z produkcją, uruchomiono kilkadziesiąt przodków ścianowych o wysokiej koncentracji. Zainstalowane urządzenia jak również zdobyte doświadczenia pozwalają uzyskiwać krótkotrwałe wydobycie ze ściany około 15 000 t/d, zaś w wielu przypadkach pracują ściany o stałej koncentracji 3 – 5 tys. t/d [1, 16].

Mimo wyraźnej poprawy w tym zakresie, dalej pracują ściany o niskiej koncentracji, tak, że średnie dzienne wydobycie z jednej ściany w 2002 roku w niektórych kopalniach było zbyt małe.

Wpływ koncentracji na obniżenie kosztu jednostkowego wydobycia jest powszechnie akceptowany, chociaż różne są sposoby oceny tego wpływu [1, 8, 9, 13, 15, 16] oraz różnorodne formy równań korelacyjnych.

Przy badaniu wpływu koncentracji na zmianę kosztu jednostkowego wydobycia przyjmuje się najczęściej regresję liniową o ujemnym współczynniku nachylenia. Takim przykładem jest przedstawiony na rys. 2.1 obraz zmian kosztu jednostkowego (w cenach stałych na dzień 1.01.2002) w górnictwie węgla kamiennego w latach 1998 – 2001 [3]:

$$k_j = 229{,}15 - 0{,}0327 \cdot W$$



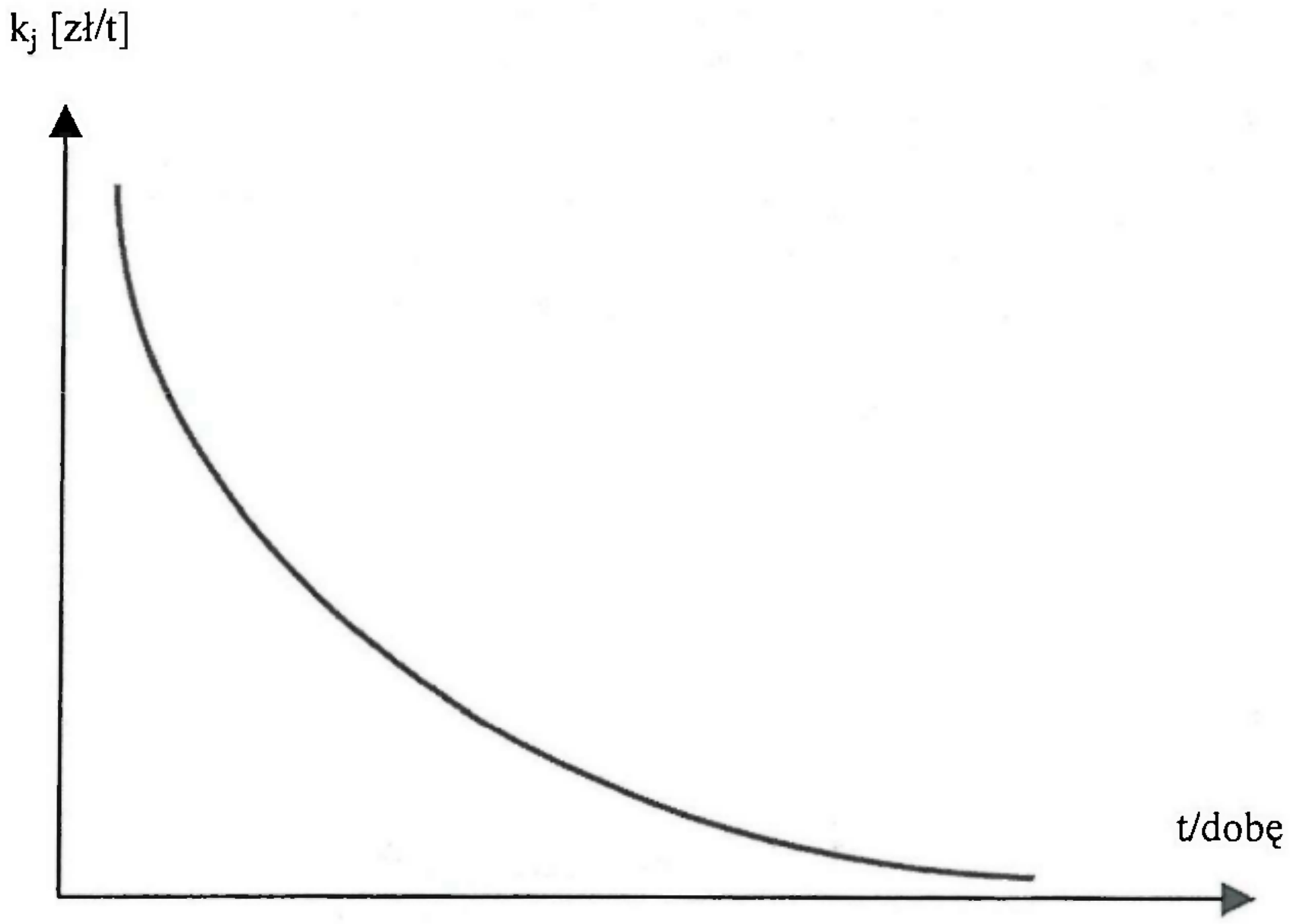
Rys. 2.1. Efekty koncentracji w górnictwie węgla kamiennego w latach 1993-2001
Fig. 2.1. Effects of concentration in black coal mining within the years 1993-2001

Przy ocenie analizowanego wpływu przyjmuje się także regresję hiperboliczną o ogólnym równaniu (rys. 2.2):

$$k_j - \frac{a}{K_t} \tag{2.1}$$

gdzie:

a – stała.



Rys. 2.2. Regresja hiperboliczna kosztu jednostkowego przy zmianie koncentracji
Fig. 2.2. Hyperbolic regression of the unit cost with the change of concentration

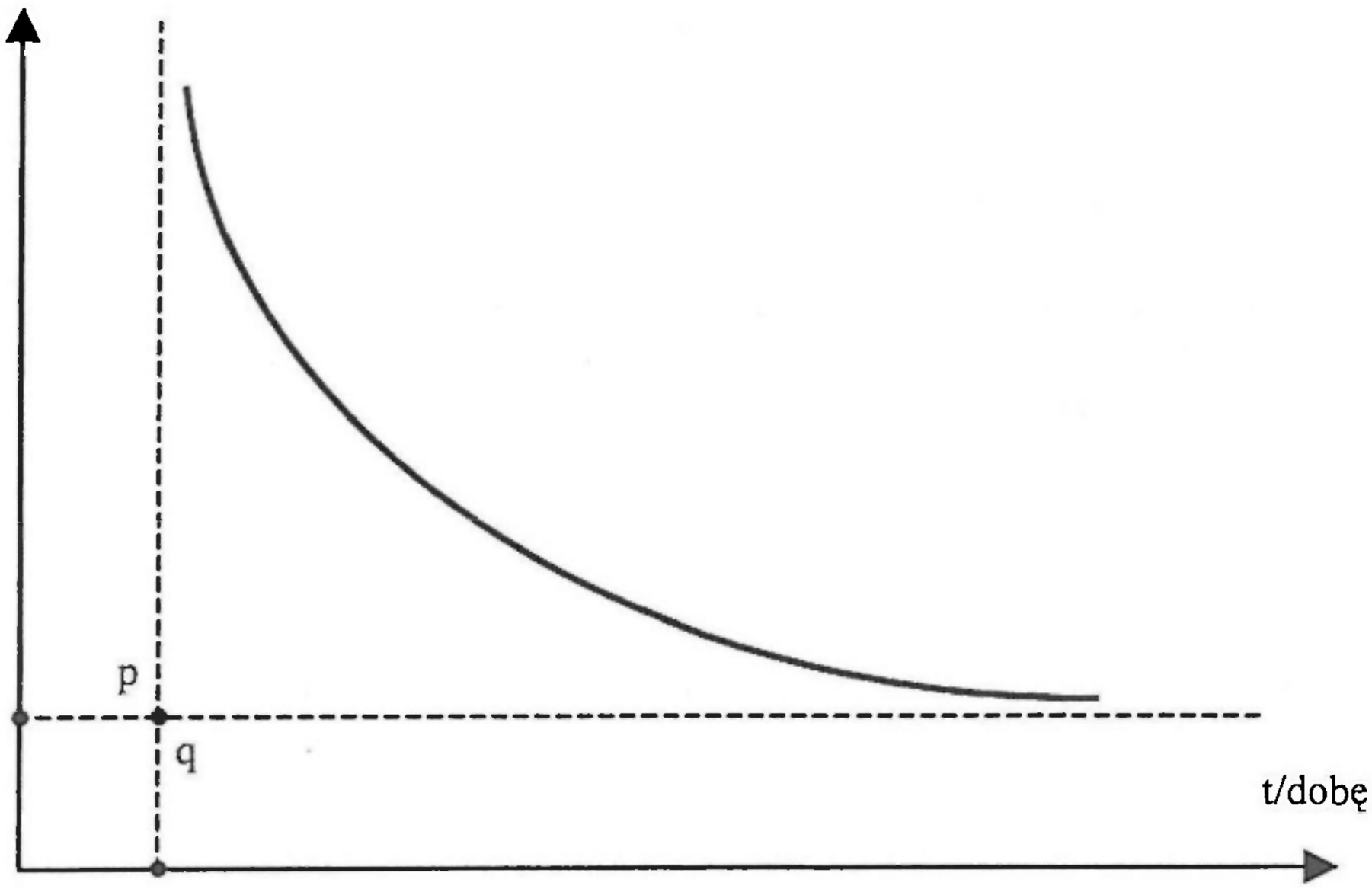
Oceniając przydatność regresji prostoliniowej bądź hiperbolicznej do oceny wpływu koncentracji na zmianę kosztu jednostkowego przyjęto tak zwaną zasadę korzyści skali.

W przypadku regresji prostoliniowej wymieniona zasada oznaczałaby, że przy odpowiednich przyrostach koncentracji maleje proporcjonalnie koszt jednostkowy, bez względu na to czy oceniamy koncentrację 1000 t / dobę czy 2000 t/dobę.

W rzeczywistości tak nie jest ponieważ spadek kosztu jednostkowego przy zmianie koncentracji, na przykład z 1000 t/dobę do 2000 t/dobę, wymaga znacznie mniejszych nakładów niż w przypadku wzrostu koncentracji z 9000 t/dobę do 10000 t/dobę.

Z tego względu należy uznać regresję hiperboliczną jako właściwą do wyrażania zależności kosztu jednostkowego od koncentracji. Należy zaznaczyć, że zarówno regresja liniowa jak i wyrażona wzorem (2.1) regresja hiperboliczna dopuszcza teoretycznie zmniejszenie kosztu jednostkowego do zera przy odpowiednio dużej koncentracji. W praktyce nie jest to realne.

Przyjmując zatem, zgodnie z praktyką, dopuszczalną aktualnymi wynikami wartość koncentracji p [t/d] oraz teoretycznie możliwy do uzyskania koszt jednostkowy q[zł/t], zależność kosztu jednostkowego od koncentracji możemy przedstawić według funkcji przedstawionej na rys. 2.3, będącej wynikiem zmiany współrzędnych prostokątnych (przesunięcia równoległego) funkcji wyrażonej wzorem (2.1).



Rys. 2.3. Nieliniowa zależność kosztu jednostkowego od koncentracji
Fig. 2.3. Non- linear dependence of the unit cost on concentration

Po przesunięciu równanie hiperboli przyjmie postać:

$$k_j = \frac{a}{K_t + p} + q \tag{2.2}$$

które powinno posłużyć do statystycznego wyznaczenia krzywej, odpowiadającej osiągniętym dotychczas wynikom. Aby możliwa była tak zwana lineryzacja krzywej (2.2) przyjęto, że jej analiza powinna dotyczyć pełnego zakresu zmieniającej się wartości koncentracji, teoretycznie o wartości $K_t > 0$. Zatem możemy napisać, że ostateczną postać równania szukanej hiperboli wyraża wzór:

$$k_j = \frac{a}{K_t} + q \tag{2.3}$$

Podstawiając:

$$x = \frac{1}{K_t} \tag{2.4}$$

liniową postać równania (2.3), przydatną do wykorzystania metody najmniejszych kwadratów, wyraża wówczas wzór:

$$k_j = a \cdot x + q \tag{2.5}$$

3. Implikacje wzrostu koncentracji

Nie ma dzisiaj już wątpliwości, że wzrost koncentracji jest dobrym sposobem obniżenia kosztu jednostkowego. Rozważając szerzej ten związek należy zatem uściślić na wstępie istotę koncentracji, która według wzoru (1.2):

$$K_t = \frac{W}{N}$$

jest stosunkiem wydobycia do liczby przodków, zaś koszt jednostkowy według wzoru (1.1):

$$k_j = \frac{K_c}{W}$$

jest stosunkiem kosztów całkowitych do wydobycia.

Zgodnie z powyższym, wzrost koncentracji można osiągnąć przez:

a) wzrost wydobycia przy tej samej liczbie przodków (lepsza organizacja, wydajniejsze maszyny, ale bardziej kosztowne),
b) zmniejszenie liczby przodków pod warunkiem, że w pozostałych zmniejszą się koszty wydobycia, bowiem koszt całkowity jest iloczynem kosztu jednostkowego przez ilość wydobycia,
c) równoczesny wzrost wydobycia i zmniejszenie liczby przodków.

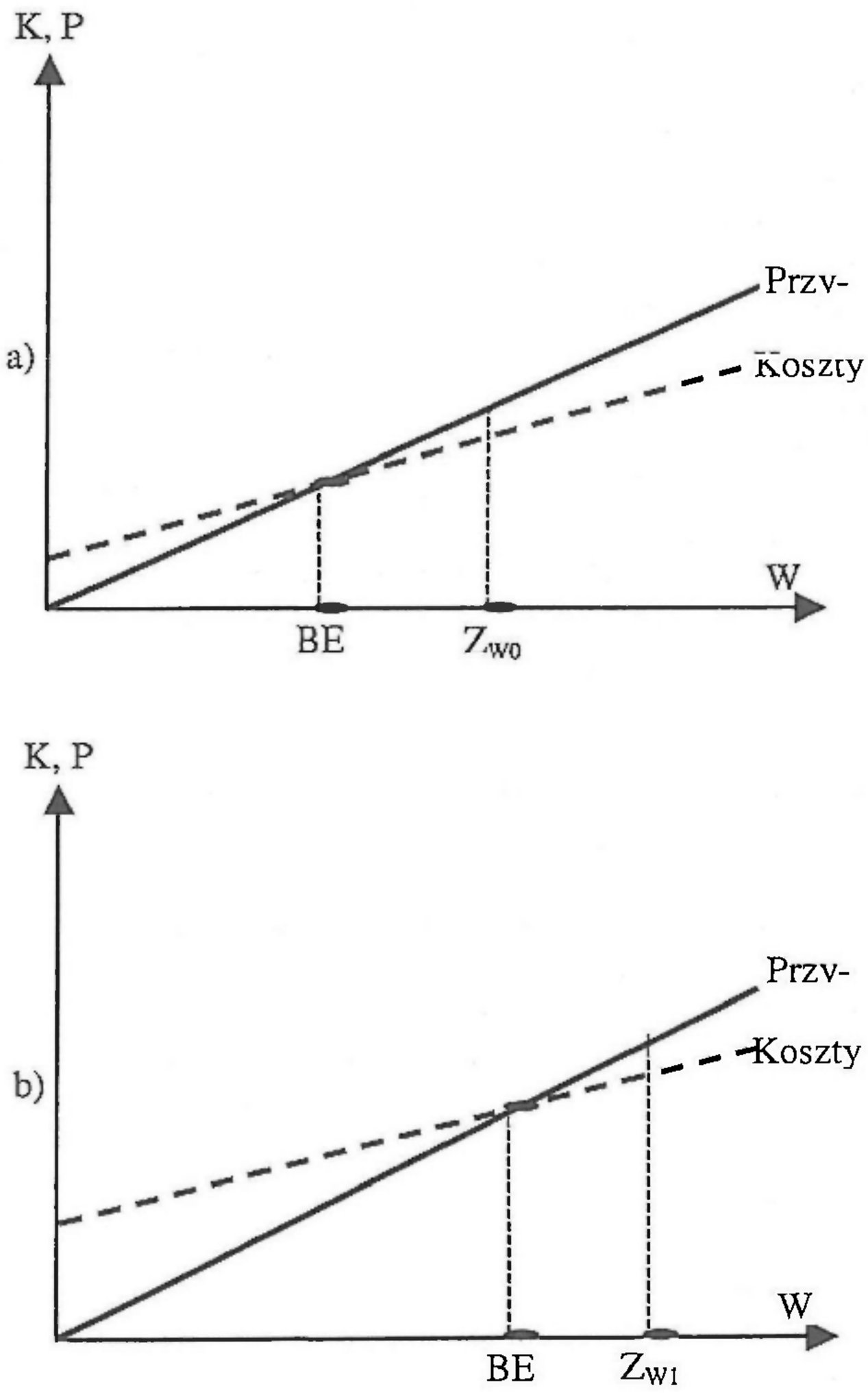
Koszt jednostkowy natomiast można zmniejszyć przez:

a) obniżenie kosztów całkowitych przy aktualnym wydobyciu oraz istniejącej liczbie przodków,
b) zwiększenie wydobycia przy aktualnej liczbie przodków (czyli wzrost koncentracji).

Prawdą jest, że wzrost koncentracji w pierwszej kolejności powinien być wynikiem znacznej poprawy organizacji procesu wydobywczego, ale trzeba mieć świadomość iż sposób ten został już w praktyce wykorzystany w zadawalającym stopniu. Prócz tego wzrost koncentracji poprzez poprawę organizacji procesu wydobywczego jest możliwy do pewnej granicy, powyżej której bez zainstalowania bardziej wydajnych maszyn i urządzeń nie da się koncentracji zwiększyć.

Nowe urządzenia, oprócz wzrostu koncentracji i wydobycia, spowodują zmianę struktury kosztów własnych. Wzrosną koszty stałe, chociażby z uwagi na większe odpisy amortyzacyjne, ale w konsekwencji muszą zmaleć jednostkowe koszty zmienne (proces wydobywczy powinien być mniej materiało i energochłonny).

Istotę zagadnienia ilustruje schemat przedstawiony na rys. 3.1. Rys. 3.1a to stan wyjściowy kopalni, dla którego zdolność wydobywcza wynosi Z_{W0}. Zainstalowanie nowych maszyn zmieni ten stan (rys. 3.1b) wzrosną bowiem koszty stałe, zmaleją jednostkowe koszty zmienne i równocześnie wzrośnie zdolność wydobywcza do wielkości Z_{W1}.



Rys. 3.1. Zmiana zdolności wydobywczej przy zmianie koncentracji
Fig. 3.1. Change of exploitation capacity with the change of concentration

Prześledźmy ten problem na ilustracyjnym przykładzie kopalni, której wyniki analizowanego roku przedstawiają się następująco:

- Koszty całkowite, w tym: $K_c = 390{,}0$ mln zł
  - koszty stałe $K_s = 195{,}0$ mln zł
  - koszty zmienne $K_z = 195{,}0$ mln zł
- Zdolność wydobywcza osiągana $Z_{w0} = 3$ mln ton/ rok
- Koszt jednostkowy $k_j = 130$ zł /t
- Koszt jednostkowy zmienny $k_{jz} = 65$ zł /t
- Cena jednostkowa $c = 135$ zł/t
- Próg rentowności $BEP = 2{,}785$ mln t
- Przychód $P = 405{,}0$ mln zł
- Zysk $Z_0 = 15{,}0$ mln zł

W wyniku przeprowadzonej modernizacji, wzrasta koncentracja w kopalni, a jej wyniki wyglądałyby następująco :

- wzrośnie wydobycie kopalni do wielkości $Z_{w1} = 3{,}5$ mln t / rok
- zmniejszy się koszt jednostkowy do wartości $k_j = 125$ zł/ t
- wzrosną koszty stałe o 10 % czyli do wartości $K_s = 214{,}5$ mln zł
- zmniejszy się jednostkowy koszt zmienny o 10 % do wartości $k_{jz} = 58{,}5$ zł/t
- wzrosną koszty całkowite do wartości:

$$K_C = 214{,}5 \text{ mln zł} + 58{,}5 \text{ zł/ t} \cdot 3{,}5 \text{ mln t} = 419{,}5 \text{ mln zł}$$

- wzrośnie przychód do wartości $P = 472{,}5$ mln zł
- wzrośnie zysk do wartości $Z_0 = 53{,}25$ mln zł.

Ponieważ kopalnia nie może wydobywać więcej węgla niż jest w stanie sprzedać, wobec tego są w takim przypadku trzy wyjścia:

- utrzymanie wydobycia na dotychczasowym poziomie 3 mln t/rok, z równoczesnym utrzymaniem dotychczasowej liczby przodków wydobywczych,
- likwidacja najmniej efektywnych przodków,
- dokonanie optymalnego rozdziału wydobycia z poszczególnych przodków, tak aby łączne wydobycie wyniosło 3 mln ton/rok przy zminimalizowaniu kosztów.

Nie trzeba uzasadniać, że w pierwszym przypadku pomimo wzrostu koncentracji muszą się pojawić skutki niekorzystne, wynikające z niepełnego wykorzystania posiadanej zdolności wydobywczej.

W drugim przypadku, przy zmniejszeniu liczby przodków, efekt korzystny byłby wówczas jeżeli uległaby zmniejszeniu zatrudnienie oraz inne składniki kosztów.

W trzecim przypadku, po dokonanej modernizacji i konieczności utrzymania wydobycia na dotychczasowym poziomie 3,0 mln t/rok, wyniki kopalni przedstawiałyby się następująco:

- Koszty stałe pozostaną bez zmian $K_s = 214{,}5$ mln zł
- Zmieniają się koszty zmienne do wartości $K_z = 58{,}5$ zł/t $\cdot$ 3,0 mln t = 175,5 mln t
- Zmieniają się koszty całkowite $K_c = 214{,}5$ mln zł +175,5 mln zł = 390,0 mln zł
- Zmniejszy się przychód do wartości $P = 3{,}0$ mln $\cdot$ 135 = 405,0 mln zł
- Zmniejszy się zysk operacyjny do wartości $Z_0 = 15{,}0$ mln zł.

Widać więc, że pomimo dokonanej modernizacji, zysk kopalni byłby taki sam jak przed modernizacją. Jest to jednak przykład ilustracyjny bowiem w praktyce modernizacja znacząca wzrost kosztów całkowitych, przy konieczności utrzymania tego samego wydobycia oznacza, zgodnie ze wzorem (1.1), wzrost kosztu jednostkowego i pogorszenie sytuacji kopalni.

Nie zawsze tak musi być, bowiem w wyniku modernizacji powinny zmaleć jednostkowe koszty zmienne. Oznacza to, że w przypadku konieczności utrzymania ilości wydobycia, czy nawet zmniejszenia, wybór korzystnej decyzji wymaga przeprowadzenia rozważań optymalizacyjnych, co jest przedmiotem następnego punktu.

4. Optymalizacja efektów koncentracji

W zależności od warunków geologiczno – górniczych, przyjętych rozważań techniczno-organizacyjnych jak również wielkości poniesionych nakładów na wzrost koncentracji, w poszczególnych kopalniach jak również i przodkach kopalni różnie będą kształtować się koszty jednostkowe.

Możemy mieć zatem przypadek ściany 1, dla której wzrost koncentracji powoduje niewielki spadek kosztu jednostkowego o teoretycznie minimalnej wartości $k_j = q_1$. Dla innej ściany 3 takie same przyrosty koncentracji powodują dużo większe spadki kosztu jednostkowego, którego teoretycznie minimalna wartość może osiągnąć $k_j = q_3$.

Fakt ten możemy wykorzystać przy minimalizacji kosztów całkowitych wydobycia kopalni, spółki, całej branży, z równoczesną optymalizacją procesu budżetowania [1, 4].

W tym przypadku chcemy optymalizować koszty kopalni uwzględniając różnice kosztu jednostkowego w poszczególnych przodkach.

Problem ten można rozpatrywać jako tak zwany model produkcyjno-gospodarczy programowania liniowego, w którym przyjmuje się następujące oznaczenia:

n – liczba analizowanych przodków,
m – liczba dostępnych środków,
a_{ij} – ilość i – tego środka zużywana przy wydobyciu 1 tony w przodku j,
p_i - maksymalna dostępna ilość i – tego środka,
k_j – koszt jednostkowy wydobycia w przodku j,
x_j - ilość wydobycia w przodku j.

Wspomniany model formułujemy wówczas następująco :
zminimalizować łączny koszt wydobycia K:

$$K = k_1x_1 + k_2x_2 + k_3x_3 + \ldots + k_nx_n = \text{minimum} \qquad (4.1)$$

przy ograniczeniach liniowych :

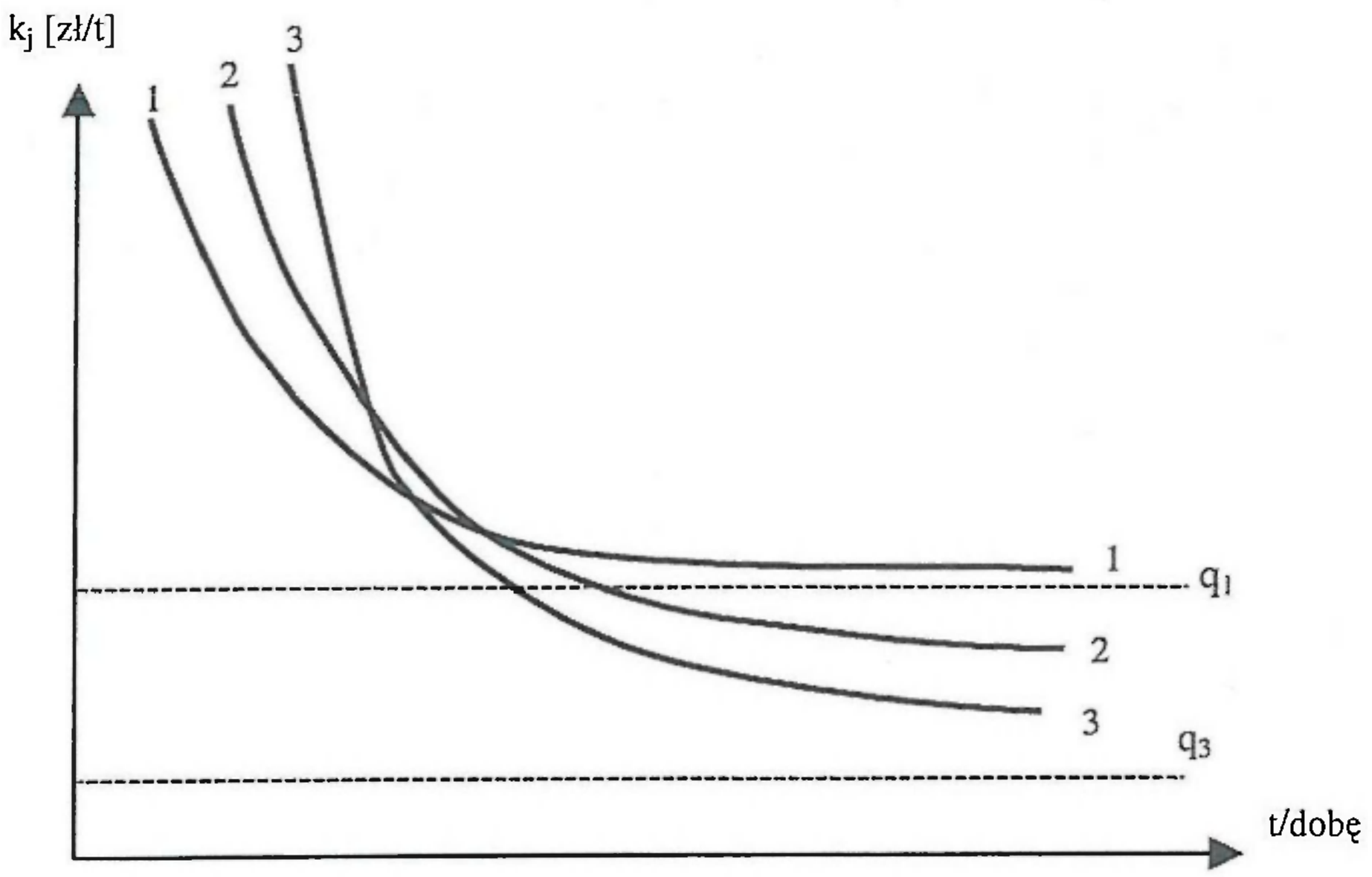
$$\left.\begin{aligned} a_{11}x_1 + a_{12}x_2 + a_{13}x_3 + \ldots\ldots + a_{1n}x_n &< p_1 \\ a_{21}x_1 + a_{22}x_2 + a_{23}x_3 + \ldots\ldots + a_{2n}x_n &< p_2 \\ &\\ a_{m1}x_1 + a_{m2}x_2 + a_{m3}x_3 + \ldots\ldots + a_{mn}x_n &< p_m \end{aligned}\right\} \qquad (4.2)$$

oraz przy założeniu:

$$\left.\begin{array}{l} i = 1, 2, \ldots\ldots, m \\ j = 1, 2, \ldots\ldots, n \\ x_j > 0 \end{array}\right\} \qquad (4.3)$$

Ograniczenia uboczne p, to ograniczone możliwości dysponowania np. kapitałem - p_1, ograniczone zasoby kopalni - p_2, ograniczona zdolność wydobycia szybu - p_3, ograniczone możliwości zmniejszenia zatrudnienia w kopalni z uwagi na podpisane umowy społeczne- p_4, itd.

W klasycznym modelu produkcyjno gospodarczym, przy minimalizowaniu funkcji kosztów (4.1) przyjmuje się zróżnicowane koszty jednostkowe w poszczególnych przodkach, czyli k_1, k_2, ... k_n, ale równocześnie zakłada się aby koszty jednostkowe pozostawały na tym samym poziomie bez względu na zmianę skali wydobycia. Jak wiadomo tak nie jest, bez względu na to czy zależność kosztów jednostkowych od koncentracji będziemy rozpatrywać jako funkcję liniową (rys. 2.1) czy też krzywoliniowa (rys. 4.1).



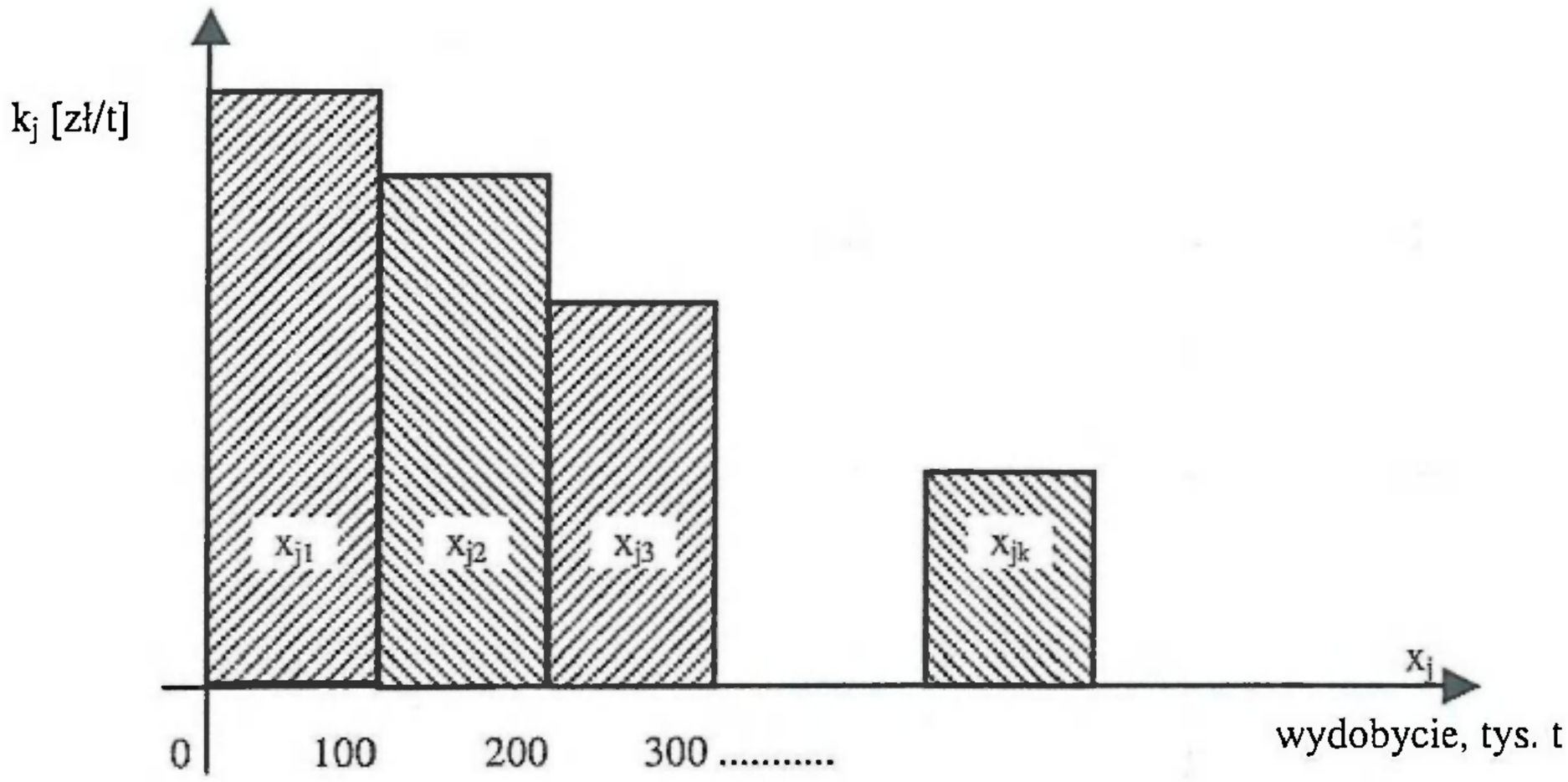
Rys. 4.1. Wariantowa zmiana krzywej kosztu jednostkowego przy różnych warunkach geologiczno-górniczych

Fig. 4.1. Variance change of the unit cost curve in different geological and mining conditions

Nie jest to bowiem zgodne z rzeczywistością oraz istotą koncentracji, według której koszt jednostkowy jest funkcją koncentracji. Dobrym rozwiązaniem jest w tym przypadku odcinkowa linearyzacja zmiennych kosztów jednostkowych według wzoru:

$$x_j = + x_{j1} + x_{j2} + \ldots\ldots + x_{jk} \qquad (4.4)$$

Oznacza to, że wydobycie ze ściany x_j dzielimy na k równych wielkości x_{jk} (rys. 4.2).



Rys. 4.2. Spadek kosztów jednostkowych
Fig. 4.2. Reduction of the unit costs of output

Wielkości podziałowe zależeć będą od indywidualnej oceny i konkretnych warunków geologiczno-górniczych. Należy dla wielkości x_j wprowadzić indywidualne ograniczenia, bowiem każda ściana takie ograniczenia posiada. Jeżeli przyjmiemy wielkości podziałowe równe 100 tys. t wówczas powyższe warunki zapiszemy:

$$x_j \leq A_j \tag{4.5}$$

gdzie:

A_j – górna wartość wydobycia ze ściany j,

oraz:

$$x_{jk} \leq 100 \tag{4.6}$$

Ostatecznie model programowania liniowego optymalizujący efekty koncentracji zapiszemy następująco:
zminimalizować funkcję celu

$$\sum_{j=1}^{k} c_{11} \cdot x_{11} + \sum_{j=1}^{k} c_{21} \cdot x_{21} + ... \sum_{j=1}^{k} c_{nl} \cdot x_{nl} = \min \tag{4.7}$$

przy ograniczeniach:

$$x_j < A_j \tag{4.8}$$

$$x_j \leq x_{j1} + x_{j2} + ...+ x_{jk} \tag{4.9}$$

$$x_j < 100,\ x_{j2} \leq 100,\ ....\ ,\ x_{jk} < 100 \tag{4.10}$$

oraz:

$$\left.\begin{aligned}
&a_{11}\sum_{i=1}^{k}x_{11}+a_{12}\sum_{i=1}^{k}x_{21}+.....+a_{1n}\sum_{i=1}^{k}x_{n1}\le p_1\\
&a_{21}\sum_{i=1}^{k}x_{11}+a_{22}\sum_{i=1}^{k}x_{21}+.....+a_{2n}\sum_{i=1}^{k}x_{n1}< p_2\\
&a_{31}\sum_{i=1}^{k}x_{11}+a_{32}\sum_{i=1}^{k}x_{21}+.....+a_{3n}\sum_{i=1}^{k}x_{n1}\le p_3\\
&a_{41}\sum_{i=1}^{k}x_{11}+a_{42}\sum_{i=1}^{k}x_{21}+.....+a_{4n}\sum_{i=1}^{k}x_{n1}\le p_4\\
&\cdot\qquad\qquad\cdot\qquad\qquad\cdot\\
&\cdot\qquad\qquad\cdot\qquad\qquad\cdot\\
&a_{m1}\sum_{i=1}^{k}x_{11}+a_{m2}\sum_{i=1}^{k}x_{21}+.....+a_{mn}\sum_{i=1}^{k}x_{n1}\le p_m
\end{aligned}\right\} \qquad (4.11)$$

$$x_j \le 0 \qquad (4.12)$$

$$x_{jk} < 0 \qquad (4.13)$$

5. Wnioski końcowe

Jednym z efektywniejszych sposobów obniżenia kosztów jednostkowych wydobycia jest wzrost koncentracji. Równocześnie stwierdzono, że ocena wpływu koncentracji powinna być poszerzona na inne czynniki, które również decydują o wielkości kosztu jednostkowego.

Wzrost koncentracji ma również niekorzystne konsekwencje, zwłaszcza w kontekście spadku zapotrzebowania na węgiel, a co za tym idzie, konieczności likwidacji kopalń. Wzrost koncentracji implikuje ogólny wzrost wydobycia, na które nie ma zapotrzebowania. Utrzymanie wydobycia w ilości akceptowanej przez rynek przy równoczesnym wzroście koncentracji musi prowadzić do zmniejszenia liczby przodków czy kopalni a to w konsekwencji powodować będzie, bardzo niekorzystnie odbierane, zmniejszenie zatrudnienia.

Literatura

[1] Czopek K., Koncentracja a koszt jednostkowy wydobycia. Górnictwo nr 2 z 1997, Wydawnictwa AGH, Kraków 1997.

[2] Czopek K., Optymalizacja zdolności produkcyjnej z wykorzystaniem rachunku kosztów. ART-TEKST, Kraków 2000.

[3] Czopek K., Dynamiczna analiza wskaźników ekonomicznych kopalń. Konferencja „Reforma polskiego górnictwa węgla kamiennego" – koszty i efekty reformy. PAN-Politechnika Śląska, Ustroń 13-14.06.2002.

[4] Czopek K., Metodologia analizy kosztu jednostkowego wydobycia. „Szkoła Ekonomiki i Zarządzania w Górnictwie 2002". AGH_PAN, Bukowina Tatrzańska 11-13.09.2002.

[5] Czopek K., Współczesne tendencje oceny ekonomicznej działalności kopalń. Szkoła Ekonomiki i Zarządzania w Górnictwie'95 Centrum Ekonomiki i Zarządzania w Górnictwie, Komitet Górnictwa PAN, Kraków 1995.

[6] Gałąź H., Stachowicz S., Organizacja pracy dla frontu eksploatacyjnego o wydobyciu 10 000 t/d na bazie krajowego wyposażenia mechanicznego w KWK „Bogdanka". Szkoła Eksploatacji Podziemnej. CPPGSMiE PAN. ZGP-AGH, Szczyrk 1995.
[7] Górnictwo węgla kamiennego – polityka państwa i sektora na lata 1996-2000. Program dostosowania górnictwa węgla kamiennego do warunków gospodarki rynkowej i międzynarodowej konkurencyjności. MPiH Warszawa 1996.
[8] Jaszczuk M., Czynniki warunkujące uzyskanie wysokiej koncentracji produkcji. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. CPPGSMiE PAN. ZGP-AGH, Szczyrk 1995.
[9] Karbownik A., Pawelczyk E., Madejski A., Kształtowanie się kosztów wydobycia węgla kamiennego w latach 1990-1994 i prognoza do roku 2000. Sympozjum „Problem kosztów produkcji górniczej". Sekcja Ekonomiki i Organizacji Górnictwa Komitetu Górnictwa PAN. GIG Katowice 1994.
[10] Lisowski A., Koncentracja czynnikiem decydującym o oddziałowej i dołowej pracochłonności głębinowych kopalń węgla kamiennego. Prace Głównego Instytutu Górnictwa. Komunikat nr 361. Wydawnictwo „Śląsk", 1994.
[11] Lisowski A., O rentowności i rekonstrukcji polskiego górnictwa węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 1993, nr 9.
[12] Lisowski A., Aktualna sytuacja polskiego górnictwa węgla kamiennego i drogi do jego wyższej efektywności. Wiadomości Górnicze 1996, nr 2.
[13] Lisowski A., 2000 t/d węgla handlowego z jednej ściany-wymagane „minimum" efektywnej eksploatacji w górnośląskich kopalniach. Szkoła Ekonomiki i Zarządzania w Górnictwie. Centrum Ekonomiki i Zarządzania w Górnictwie, Komitet Górnictwa PAN, Ustroń 1996.
[14] Problem kosztów produkcji górniczej. Sympozjum Sekcji Ekonomiki i Organizacji Górnictwa Komitetu Górnictwa PAN. GIG Katowice 1994.
[15] Przybyła H., Źródła sukcesów restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego. Konferencja „Reforma Polskiego Górnictwa Węgla Kamiennego – Koszty i Efekty Reformy". PAN - Politechnika Śląska, Ustroń 13-14.06.2002.
[16] Sikora W., Ściana o wysokiej koncentracji w perspektywie 2000 r. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. CPPGSMiE PAN. ZGP-AGH, Szczyrk 1995.

Concentration as opposed to the reduction of the unit costs of output

Abstract

The unit cost is the parameter being the result of many factors determining its value, ncluding concentration which is the subject of this paper. The adopted function of the change of the unit costs accompanying the change of concentration has been justified in the paper. Attention has been given to the implications of the increase of concentration using various echnologies and with varying structure of the costs. The method of the optimization of the nit cost at differentiated concentration in the particular faces has been presented in detail.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Roman Magda

racę wykonano w ramach projektu badawczego 5T12A02923.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str. 387–398

Bernard DRZĘŹLA, Antoni KOT, Jerzy KOZYRA, Henryk PRZYBYŁA
Politechnika Śląska, Gliwice

Integracja kopalń elementem restrukturyzacji przemysłu węglowego w Polsce

Słowa kluczowe

węgiel kamienny - gospodarka złożem - ochrona złóż - restrukturyzacja górnictwa węgla kamiennego - integracja kopalń

Streszczenie

W artykule zwrócono uwagę na konieczność uwzględnienia ochrony złóż kopalin jako nieodnawialnego składnika przyrody poprzez maksymalne wykorzystanie ich zasobów. Integracja kopalń jako element restrukturyzacji przemysłu węglowego może spełnić warunek ochrony złóż, gdyż umożliwia obniżenia poziomu wydobycia bez przedwczesnej likwidacji kopalń. Przedstawiono podstawy optymalizacji działalności wydobywczej kopalń, przesłanki ogólne i ekonomiczne integracji kopalń oraz przykłady praktyczne wdrożenia projektu integracji kopalń.

1. Wprowadzenie

Restrukturyzacja przemysłu węglowego w Polsce stała się już charakterystyczną cechą przemian gospodarczych. Podstawowymi celami reformowanego i restrukturyzowanego górnictwa było i jest dostosowanie zdolności produkcyjnych do chłonności rynku oraz generowanie dodatnich wyników ekonomicznych. Reforma i restrukturyzacja górnictwa kojarzy się li tylko z likwidacją kopalni jako jedyną metodą obniżenia poziomu wydobycia oraz z redukcją zatrudnienia jako jedyną metodą obniżenia kosztów wydobycia. Ten sam efekt można uzyskać innymi metodami. Jedną z nich - integrację kopalń - przedstawia niniejszy artykuł.

Integracja kopalń (zakładów górniczych), w ocenie autorów pracy może stanowić podstawowy element procesu restrukturyzacji przemysłu węglowego w Polsce. Integracja kopalń może bowiem wykorzystywać kilkudziesięcioletnie doświadczenia przemysłu w zakresie łączenia kopalń, które było realizowane głównie z myślą o stopniowej likwidacji kopalń o kończących się zasobach z równoczesnym wybraniem zasobów przygranicznych i zalegających w filarach ochronnych likwidowanych szybów. Może również wykorzystywać niektóre pozytywne doświadczenia z likwidacji kopalń o stale ujemnych wynikach ekonomicznych.

Różne mogą być w tym aspekcie cele integracji kopalń:

) Maksymalne wykorzystanie zasobów przygranicznych, zalegających w filarach zlikwidowanych szybów i przede wszystkim zakładu górniczego, które zalegają w partiach w pełni rozpoznanych i udostępnionych. W etapie przejściowym, gdy zintegrowane kopalnie sta-

nowią odrębne ruchy, prowadzona byłaby kończąca eksploatacja partii złoża rejonów przewidzianych do likwidacji.

2) Ograniczenie wydobycia kopalni zintegrowanej, przy zachowaniu efektywności ekonomicznej prowadzonej działalności produkcyjnej, co można uzyskać wykorzystując tzw. efekt skali – możliwość bardziej elastycznej polityki marketingowej, cenowej, zatrudnieniowej, itd. Zmniejszenie zdolności produkcyjnej nie spowoduje w tym przypadku niszczenia złoża, spełniając pozytywny aspekt społeczny – wydłużając żywotność integrowanej kopalni.

Koncepcja integracji kopalń w nowym ujęciu powstała kilka lat temu przy współudziale Zarządu Bytomskiej Spółki Węglowej S.A. oraz kierownictwa zainteresowanych zakładów górniczych i jest zbieżna z podstawowymi założeniami określonymi w programach reformy górnictwa, a przede wszystkim spełnia oczekiwania społeczności lokalnych.

2. Podstawy optymalizacji działalności wydobywczej kopalń

Przez racjonalną gospodarkę zasobami złoża rozumiemy taką eksploatację kopaliny głównej i kopalin towarzyszących w złożu, która przy założeniu określonych efektów działalności gospodarczej na złożu, zmierza do maksymalizacji wykorzystania jego zasobów z uwzględnieniem bezpieczeństwa pracy i ochrony środowiska naturalnego.

Zwiększenie stopnia wykorzystania zasobów złóż podstawowych kopalin w Polsce można osiągnąć poprzez:

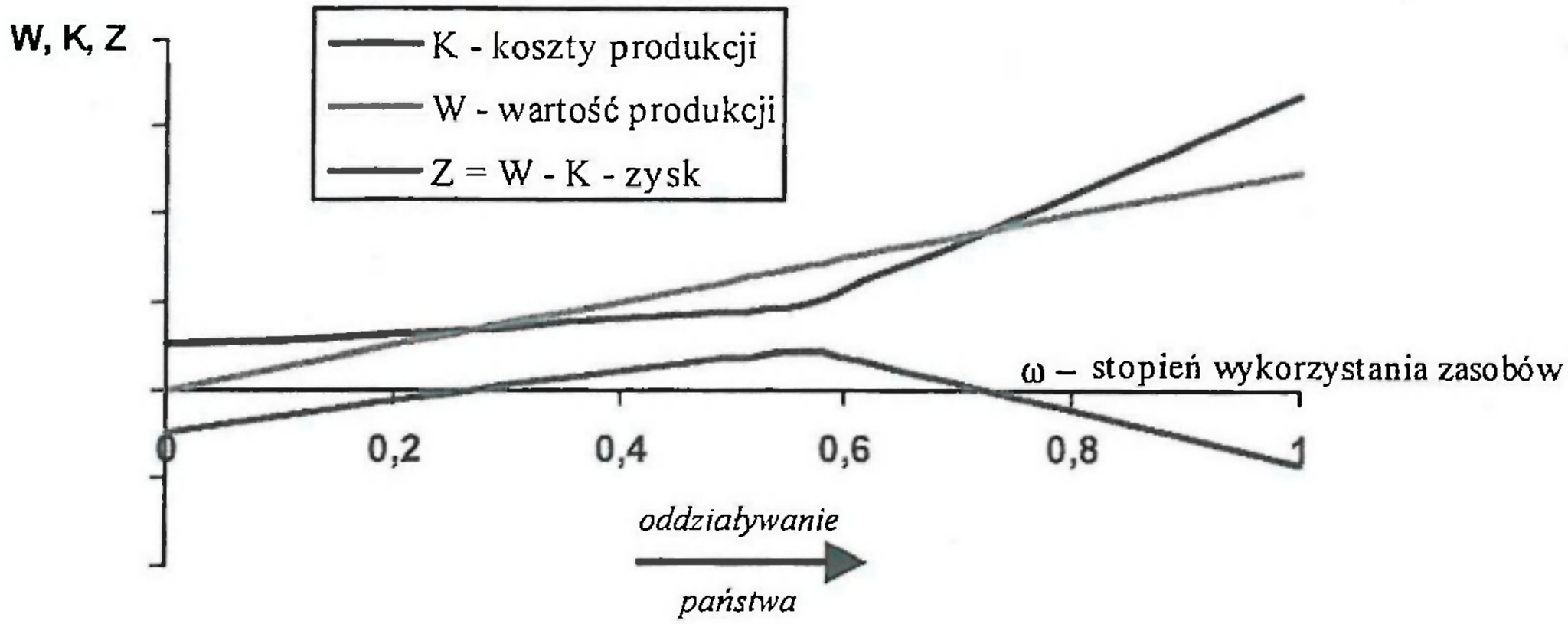
a) działania formalno – prawne, a więc uściślenie przepisów oraz dostosowanie ich do różnorodności i specyfiki poszczególnych złóż kopalin, z uwypukleniem stopnia wykorzystania zasobów i dostosowanie ich do roli stymulatorów,
b) stworzenie bodźców ekonomicznych w zakresie maksymalizacji stopnia górniczego wykorzystania zasobów obejmujących kierownictwo i pracowników kopalni,
c) dokładniejsze i bardziej wszechstronne rozpoznanie warunków zalegania złóż, oparte na naukowych podstawach i nowoczesnych metodach badań geologicznych i geofizycznych. Umożliwi ono dostarczenie górnikom informacji koniecznych dla prac projektowych i eksploatacji złoża kopaliny,
d) intensyfikację prac nad opracowaniem, doskonaleniem i wdrożeniem systemów, technik i technologii eksploatacji dostosowanych do występujących w złożach warunkach geologiczno – górniczych oraz uwarunkowań powierzchniowych.

Z rysunku 2.1 wynika, że możliwość przesunięcia Z_{max} ($\omega = 0{,}56$) może nastąpić poprzez np. zmniejszenie podatków, w pewnej proporcji do wzrostu stopnia wykorzystania zasobów.

Elementem racjonalnej gospodarki złożem jest optymalizacja programu działalności wydobywczej. Problemy optymalnej działalności wydobywczej na złożach kopalń Zagłębia Górnośląskiego mają swoje źródło zarówno zewnętrzne (sytuacja ekonomiczna i warunki zbytu węgla), jak i wewnętrzne (optymalizacja gospodarki złożem).

Warunki zewnętrzne to przede wszystkim:

- konieczność zmniejszenia zdolności produkcyjnej całego przemysłu węglowego,
- uwarunkowania gospodarki rynkowej, wymuszającej prowadzenie eksploatacji górniczej tylko tam, gdzie możliwe jest uzyskiwanie dodatnich wyników finansowych,
- zwiększenie świadomości ekologicznej społeczeństwa, domagającego się pełnej ochrony środowiska i likwidacji szkód powodowanych działalnością górniczą.



Rys. 2.1. Zależność efektów ekonomicznych od stopnia wykorzystania złoża
Fig. 2.1. The relation of economical effects and degree of the mineral deposit use

Przy malejącym bieżącym zapotrzebowaniu na węgiel kamienny i zmieniających się prognozach na okresy dłuższe kilkunasto-, kilkudziesięcioletnie, trudno nie zgadzać się z koniecznością likwidacji kopalń, nie tylko tych, których zasoby uległy wyczerpaniu, ale również tych, w których eksploatacja jest nieopłacalna. Można tylko dyskutować o możliwości „zamrożenia" kopalń o znaczących zasobach węgla.

Warunki wewnętrzne to przede wszystkim warunki złożowe, infrastruktura i wyposażenie techniczne ogniw procesu produkcyjnego, uwarunkowania wynikające z zagrożeń górniczych, warunki ochrony powierzchni, jak również sprawne i efektywne zarządzanie przedsiębiorstwem górniczym.

Maksymalizacja efektu ekonomicznego w skali branży (spółek) wymaga wszechstronnych i kompleksowych analiz każdej z kopalń w ramach odpowiednich opracowań techniczno-ekonomicznych wykonanych przez uznanych specjalistów przemysłu i naukowców. Takie opracowanie powinno zawierać:

A. *Część podstawowa – ocenę stanu aktualnego*

1) Ekspercka ocena bazy zasobowej na bazie PZZ, według przyjętych kryteriów przyrodniczych i kryteriów techniczno – ekonomicznych, ustalenia partii i parcel potencjalnie ekonomicznych, warunkowych i nieekonomicznych, pełna charakterystyka ich warunków geologiczno – górniczych i jakości węgla dla potrzeb planowania górniczego, opracowanie programu prac uzupełniających rozpoznanie geologiczne. W szczególności pełnej analizy wymagają:
   - warunki zalegania, tektonika i zmienność grubości poszczególnych pokładów oraz ich jakość,
   - warunki prowadzenia eksploatacji: spągowe, stropów bezpośrednich i zasadniczych,
   - zagrożenia naturalne – pożarowe, tąpaniowe, wodne, metanowe i temperaturowe,
   - uwarunkowania powierzchniowe, odporność obiektów powierzchniowych na deformacje, warunki hydrologiczne,
   - możliwość minimalizacji uciążliwości dla środowiska.

2) Szczegółowa analiza modelu, struktury kopalni i prowadzonych ścian; określenie zdolności produkcyjnych poszczególnych ogniw technologicznych i możliwości ich zmian (szybów, zakładu przeróbczego, podsadzania wyrobisk, dróg transportu materiałów i ludzi, odstawy głównej, sieci wentylacyjnej, wyników pracy ścian, ich uwarunkowania i niezawodność).
3) Pełna analiza wyników ekonomicznych dotychczas prowadzonej działalności górniczej w układzie rodzajowym i procesów produkcyjnych w aspekcie uwarunkowań górniczych, na podstawie dotychczas prowadzonych statystyk.
4) Wypracowanie kierunków działań prowadzących do poprawy wyników techniczno-ekonomicznych prowadzonej działalności górniczej.

B. *Wypracowane koncepcje*

1) Optymalizacja modelu i struktury kopalni, wnioski likwidacyjne i modernizacyjne.
2) Optymalizacja sieci wentylacyjnej, w tym kopalń sąsiednich.
3) Optymalizacja wykorzystania zasobów przygranicznych.
4) Ekspercki projekt eksploatacji docelowej na bazie zasobów potencjalnie ekonomicznych, optymalizacja wielkości wydobycia i zatrudnienia, optymalizacja schematu organizacyjnego, systemów wybierania i ich wyposażenia, obłożenia stanowisk pracy, itd.
5) Względna analiza ekonomiczna wariantów projektowanej eksploatacji – symulacja kosztów, względna ocena wyniku finansowego.
6) Opracowanie optymalnego wariantu projektu docelowego wybierania złoża.
7) Program ciągłej restrukturyzacji technologicznej kopalni, w tym likwidacji szybów, rejonów i pól wydobywczych:
   - działania natychmiastowe,
   - działania długofalowe.
8) Optymalizacja wielkości nakładów inwestycyjnych mających na celu utrzymanie zaprojektowanej zdolności produkcyjnej.
9) Ochrona środowiska i szkody górnicze – minimalizacja kosztów i uciążliwości dla środowiska.

Opracowania tego rodzaju muszą mieć charakter dynamiczny. Ich aktualizacja zależy od zmian rynkowych i uwarunkowań złożowych. Może być dokonywana w okresach rocznych, minimum 3-letnich, w okresie poprzedzającym sporządzenie nowego planu ruchu zakładu górniczego.

Czy Polska ma szansę na uzyskanie lepszych wyników technologicznych i ekonomicznych i czy może mieć szansę na światowym rynku węglowym ? Szansa na światowym rynku wynika głównie z renty geograficznej i niskich kosztów pracy, a w przyszłości związana być może z bezpieczeństwem energetycznym Unii Europejskiej.

Znaczne rezerwy polskiego górnictwa zdaniem autorów pracy tkwią w możliwościach wzrostu wydobycia dobowego (zmianowego) i wydajności. Wymaga to jednak doskonalenia technologii wybierania, a przede wszystkim doposażenia ogniw procesu produkcyjnego oraz doskonalenie systemów organizacji i zarządzania.

Czynnikiem „szansy" jest dla wielu kopalń ponad przeciętna wysoka jakość węgla oraz korzystne położenie geograficzne – regionalne w stosunku do podstawowych odbiorców – elektrowni i ciepłowni.

3. Przesłanki ogólne integracji kopalń

Do merytorycznych przesłanek integracji kopalń zaliczyć można:

uwarunkowania ogólne:

- wysoki stopień sczerpania złóż integrowanych zakładów górniczych, wynikający ze stuletniej ich eksploatacji i wynikająca z tego potrzeba maksymalnego i racjonalnego wykorzystania pozostałych zasobów, poprzedzona pełnym rozpoznaniem istniejących rezerw i oceną możliwości wybrania filarów ochronnych likwidowanych szybów oraz przy granicy obszarów górniczych,
- potrzeba dalszej rekonstrukcji struktury i ogniw produkcyjnych poszczególnych zakładów górniczych, przy wykorzystaniu wspólnych doświadczeń i możliwości technologicznych,
- wspólne wykorzystanie doświadczeń kadry inżynierskiej i robotniczej w zakresie doskonalenia technologii wybierania i zwalczania zagrożeń górniczych,
- możliwość prowadzenia jednolitej i wspólnej polityki oraz współpracy z organami samorządu terytorialnego.

uwarunkowania integrowanych kopalń wynikające z podobieństwa większości ich charakterystyk:

- położenie geograficzno-administracyjne (obszary górnicze integrowanych kopalń leżą często w granicach administracyjnych jednej gminy),
- położenie geologiczne (zbliżona budowa złoża),
- występowanie zagrożeń naturalnych (tąpania, zagrożenie pożarowe, itd.),
- uwarunkowania powierzchniowe – poszukiwanie jednolitych form akceptowania skutków eksploatacji przez społeczności lokalne,
- stan sczerpania złoża - często ostatnia lub przedostatnia faza stuletniej działalności górniczej,
- wysokie doświadczenia zawodowe kadry górniczej z rodzinnymi tradycjami, przygotowanej do pracy w warunkach skrajnych zagrożeń naturalnych.

Integracja kopalń jest radykalną zmianą na jaką trzeba przygotować pracownika administracji, dozór górniczy i załogi integrowanych kopalń. Biorąc pod uwagę zakres i charakter zmian do osób będących w kręgu zmian należy zaliczyć przede wszystkim pracowników administracji, personel inżynieryjno-techniczny i dozór górniczy. W ograniczony sposób zmiany dotyczą także pracowników powierzchni.

Do tego, aby zmiany były skuteczne i efektywne potrzebny jest lider zmian, czyli osoba która będzie nie tylko kreatorem, ale także osobą stanowiącą o potrzebie, tj. celowości zmian i o wynikach jakie dzięki tym zmianom będą uzyskiwane. Obowiązkiem lidera jest nie tylko kreować i realizować zmiany, ale także a może przede wszystkim argumentować, przekonywać wszystkich tych, których zmiany dotyczą. W tej argumentacji ważne jest eksponowanie korzyści płynących ze zmiany oraz zagrożeń jakie powstałyby przy zaniechaniu zmian. Wybierając lidera należy mieć na uwadze, że skuteczne i efektywne są tylko te osoby, które są kompetentne, dobrze poinformowane i odpowiedni umotywowane. Istotne jest też, aby miało miejsce informowanie i aktywne włączanie osób najbardziej zainteresowanych. Wynika to z założenia, że ludzie działają racjonalnie i dążą do urzeczywistnienia pewnych własnych interesów. Zapewnienie im informacji i wpływu już na samym początku zmian powinno więc ograniczyć ich opór i ułatwić realizację zamierzeń.

4. Przykład przesłanek ekonomicznych integracji kopalń

Na podstawie ostatnio przeprowadzonych badań ekonometrycznych prowadzonych w Katedrze Zarządzania i Restrukturyzacji w Górnictwie Politechniki Śląskiej ustalono, że istnieje ścisły związek korelacyjny pomiędzy wydobyciem kopalni a kosztem jednostkowym:

$$k_j = 106{,}98 + 69785/Q \qquad R = 0{,}918 \tag{4.1}$$

gdzie:

k_j - koszt jednostkowy zł/Mg,
Q - średnie wydobycie tys. Mg/rok.

Z zależności tej wynika, że w najkorzystniejszej sytuacji są kopalnie o wydobyciu dobowym powyżej 12 000 Mg/dobę. Kopalnie te charakteryzuje mniejsza wrażliwość kosztu jednostkowego na zmianę wielkości wydobycia.

Ograniczona chłonność rynku węglowego, a także węgiel importowany sprawiają, że należy zakładać ograniczenie wydobycia, a nie jego wzrostu. Dla zobrazowania zmian jakie mogą zaistnieć na rynku węglowym, a dotyczące przykładowych trzech kopalń rozważymy dwie alternatywne sytuacje:

- gdy są one przedsiębiorstwami niezależnymi,
- gdy stanowią kopalnię zintegrowaną.

Alternatywa I

W analizowanych kopalniach należy ograniczyć wydobycie dobowe o 1000 Mg. Dla tej sytuacji mamy:

Kopalnia A

$$k_j = 106{,}98 + \frac{69785}{5366x250} = 159 \text{ zł/Mg} \qquad k'_j = 106{,}98 + \frac{69785}{4366x250} = 170{,}91 \text{ zł/Mg}$$

$$\Delta k_j = 11{,}9 \text{ zł/Mg}$$

Kopalnia B

$$k_j = 106{,}98 + \frac{69785}{6667x250} = 148{,}85 \text{ zł/Mg} \qquad k'_j = 106{,}98 + \frac{69785}{5667x250} = 156{,}24 \text{ zł/Mg}$$

$$\Delta k_j = 7{,}39 \text{ zł/Mg}$$

Kopalnia C

$$k_j = 106{,}88 + \frac{69785}{6928x250} = 147{,}27 \text{ zł/Mg} \qquad k'_j = 106{,}98 + \frac{69785}{5988x250} = 154{,}07 \text{ zł/Mg}$$

$$\Delta k_j = 6{,}8 \text{ zł/Mg}$$

Alternatywa II

W zintegrowanej kopalni należy obniżyć wydobycie dobowe o 3000 Mg.

$$k_j = 106{,}98 + \frac{69785}{(5366 + 6667 + 6928)x250} = 121{,}70 \text{ zł/Mg}$$

$$k'_j = 106{,}98 + \frac{69785}{(2366 + 6667 + 6928)x250} = 124{,}47 \text{ zł/Mg}$$

$$\Delta k_j = 2{,}77 \text{ zł/Mg}$$

Z przeprowadzonych obliczeń wynika, że w kopalniach

A - koszt jednostkowy wzrósłby o 11,9 zł/Mg

B - koszt jednostkowy wzrósłby o 7,39 zł/Mg

C - koszt jednostkowy wzrósłby o 6,8 zł/Mg.

Gdy kopalnie te zostałyby zintegrowane to ograniczenie wydobycia o 3000 Mg/dobę powodowałoby wzrost kosztu jednostkowego o 2,77 zł/Mg.

Uważamy, że jest to niezwykle ważki i ważny argument przemawiający za integracją kopalń.

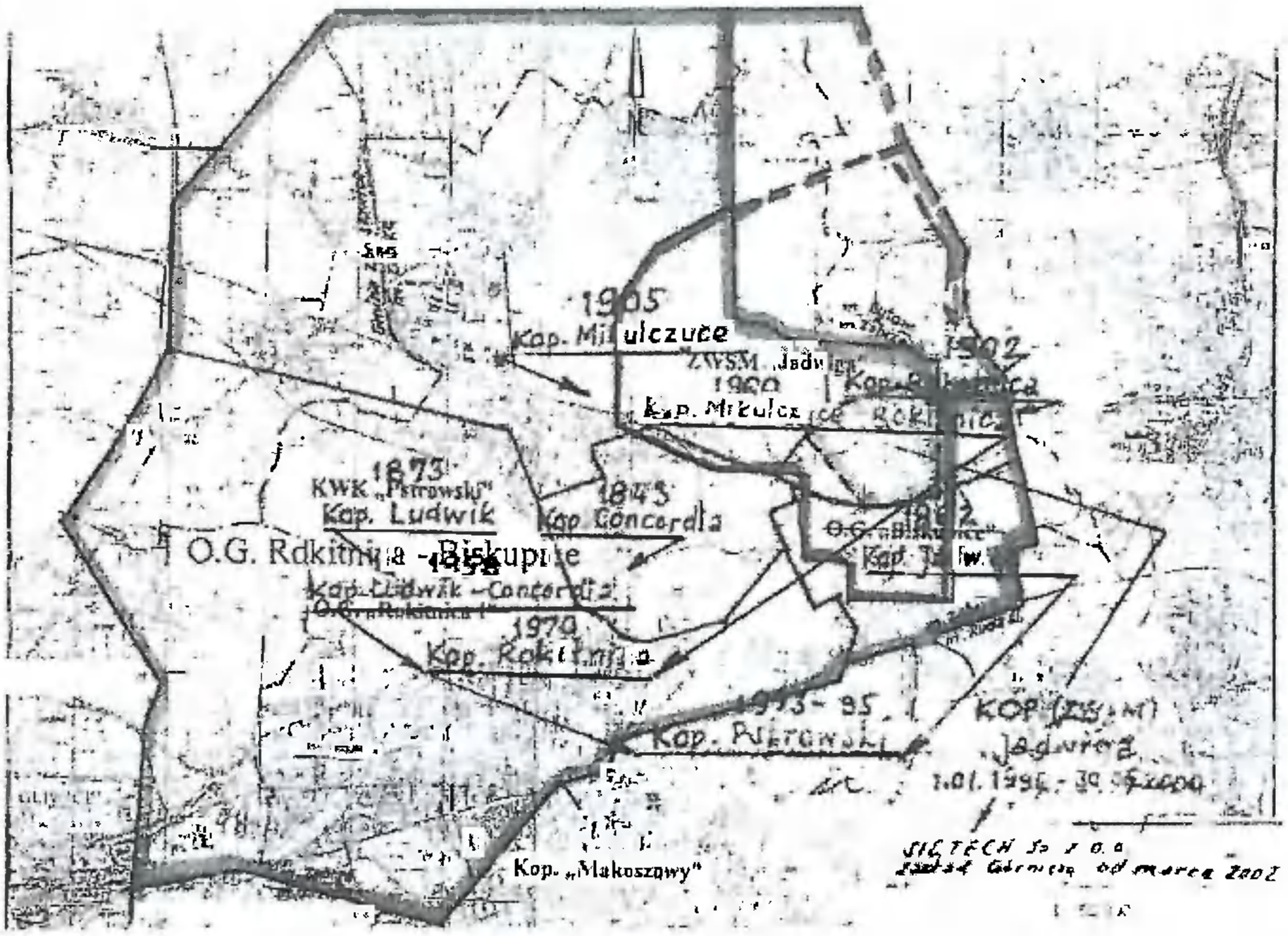
5. Przykłady projektów integracji kopalń

Jak już podkreślono przemysł węglowy ma już duże doświadczenia w zakresie łączenia kopalń z myślą o stopniowej likwidacji pól eksploatacyjnych. Takim charakterystycznym przykładem była kopalnia „Pstrowski", której proces łączenia przedstawia rysunek 5.1. W okresie kilkudziesięciu lat z kopalń tych wybierano w sumie około 40 tys. ton/dobę, by w końcowej fazie połączonej kopalni wydobycie to spadło do 10 ÷ 5 tys. ton/dobę.

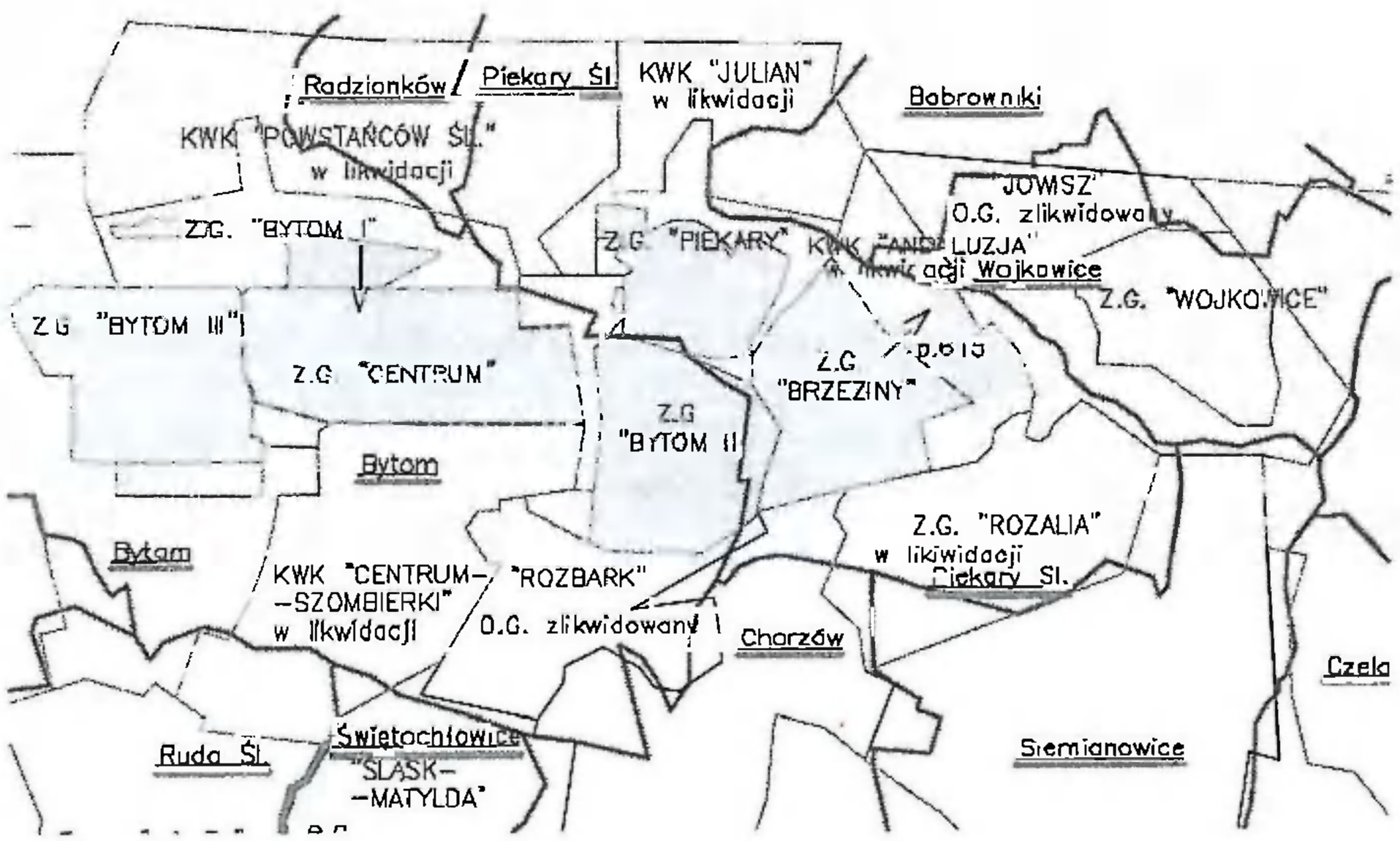
Proces łączenia kopalń przebiegał w długim okresie czasu, również i ostatnio, o czym świadczy rysunek 5.2 z fragmentem mapy obszarów górniczych z 2000 roku wykonanej w PARG (żółtym kolorem zaznaczono obszary zasobów przemysłowych).

Dotychczasowe łączenia kopalń nie miały jednak na celu zmniejszenia potencjału produkcyjnego przy optymalizacji wyniku ekonomicznego. Cel taki może spełniać integracja kopalń.

Przykładem zrealizowanego projektu integracji są zakłady górnicze „Piekary" i „Brzeziny", działające już wspólnie od 1.01.2003 r. Uzasadnienie koncepcji tej integracji opracowane w 2000 r. przedstawiają rysunki 5.3 i 5.4.



Rys. 5.1. Proces łączenia obszarów górniczych kopalni „Pstrowski"
Fig. 5.1. The merge process of mining areas that belongs to Coalmine „Pstrowski"



Rys. 5.2. Wycinek mapy obszarów górniczych kopalń (stan na 2000 r.)
Fig. 5.2. A part of the coalmine areas map – for the year 2000

STAN AKTUALNY

Zdolności produkcyjne:
(za wyjątkiem frontów eksploatacyjnych)
ZG „Piekary": 9 000 t/d
ZG „Brzeziny" 10 000 t/d
• nadmiar zdolności produkcyjnych

Planowane wydobycie:
ZG „Piekary" 6 500 t/d
ZG „Brzeziny" 5 500 t/d
• trudności w opłacalnym zbycie

Wynlki ekonomiczne:
rok 1999 - akumulacja ujemna
rok 2000 - szansa na akumulację dodatnią

BAZA ZASOBOWA

przewidywane wydobycie z zasobów potencjalnie ekonomicznych

ZG „Piekary": **9,5 mln ton** - z zasobami na pods. hydrauliczną (żywotność do 2006 r.)
ZG „Brzeziny": **8,0 mln ton** (bez rejonu filara szybów głównych - żywotność do 2006 r.)
Kopalnia zintegrowana: **17,5 + 11,0** (filar) + **6,0** (pokł. 620) = **35,5 mln ton** (żywotność do 2015 r.)
baza zasobowa warunkowa: **2,0** (pods. hydr.) + **5,0** (syst. specj.) = **7,0 mln ton** (przedłużenie żywotności do 2020 r.)
w fazie likwidacji

DIAGNOZA

Proste rezerwy poprawy rentowności zostały wykorzystane.
Resztkowy charakter złóż uniemożliwia prowadzenie wysokowydajnych frontów.
Obniżenie zdolności produkcyjnych poszczególnych ogniw technologicznych jest bardzo ograniczone.
Wyniki ekonomiczne: akumulacja w pobliżu zera.

PROGNOZA

Żywotność:
- ZG „Piekary" do 2006 r.
- ZG „Brzeziny" do 2006 r.
- kopalni zintegrowanej do 2015 r.
- kopalni zintegrowanej (z zastosowaniem systemów specjalnych eksploatacji) do 2020 r.

Zatrudnienie:
- konieczność obniżenia czynnych zakładów górniczych zatrudnienia z uwagi na wzrost kosztów produkcji
- konieczność obniżenia zatrudnienia zintegrowanej kopalni z uwagi na obniżenie sumarycznego wydobycia po przejściu na kopalnię jednoruchową
- zatrudnienie aktualne razem około 4 500 osób
  docelowo 4 000 ÷ 3 000 osób

CO DALEJ?!

WARIANT A prowadzenie eksploatacji do sczerpania złóż z rezygnacją z nieekonomicznych parcel i podsadzki hydraulicznej
- zakończenie działalności wydobywczej w roku 2006.

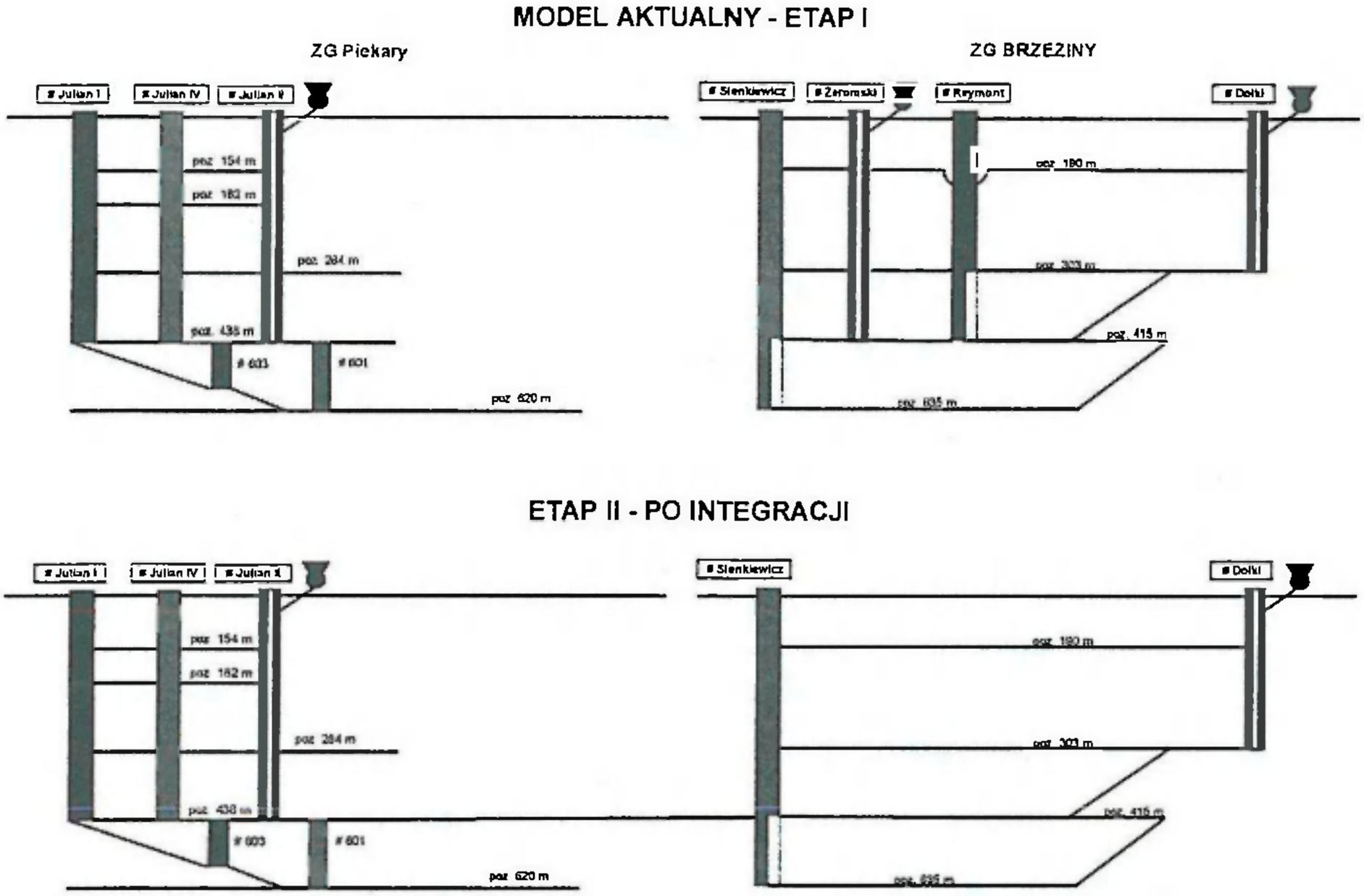
WARIANT B integracja kopalń
- przygotowanie procesu integracji IV kwartał 2000 ÷ IV kwartał 2001
  - integracja kierownictwa
  - integracja kadry tech.
  - integracja załogi
- integracja: 1.01.2002 r.
- przystąpienie do stopniowej likwidacji obiektów powierzchniowych ZG „Brzeziny" rok 2002
- przestawienie wydobycia na ZG „Piekary" rok 2002

WARIANT C
- możliwie szybkie połączenie zakładów górniczych w jedną kopalnię, początkowo dwuruchową, a następnie jednoruchową

EFEKTY INTEGRACJI

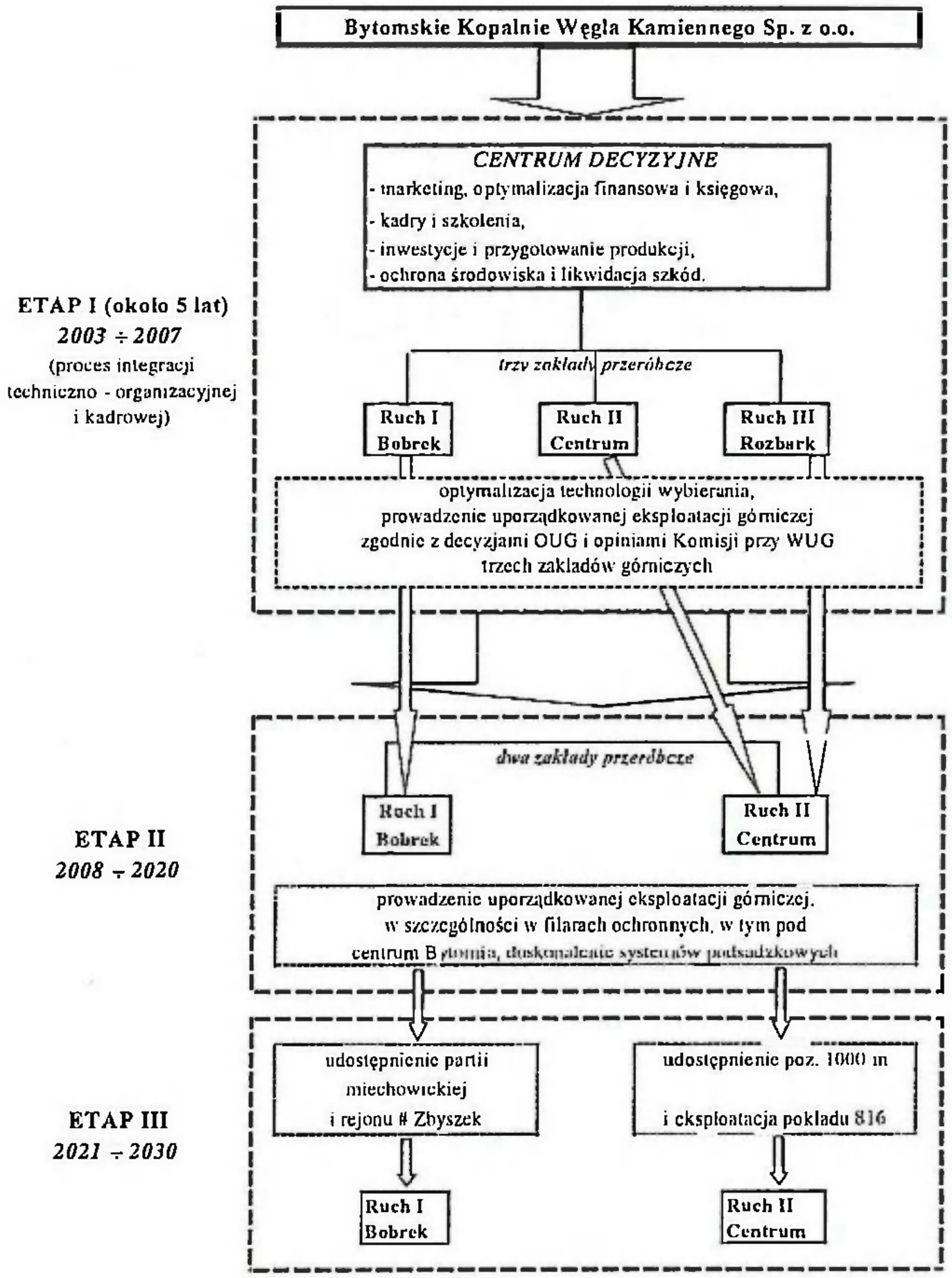
- przyczyni się do dostosowania poziomu produkcji węgla do potrzeb rynku zbytu poprzez likwidację części zdolności produkcyjnych połączonych kopalń,
- stworzy możliwość wykorzystania ustawy o restrukturyzacji przemysłu węgla kamiennego,
- zabezpieczy możliwość racjonalnego wykorzystania zasobów złoża ZG „Piekary" i ZG „Brzeziny", a więc maksymalnego wydłużenia działalności gospodarczej na złożu zakładu górniczego o zoptymalizowanym modelu i strukturze,
- pozwoli na rozłożenie w czasie kosztów inwestycyjnych niezbędnych dla zabezpieczenia złoża likwidowanego Zakładu Górniczego „Brzeziny",
- umożliwi dostosowanie poziomu wydobycia i zatrudnienia nowego przedsiębiorstwa górniczego do potrzeb rynkowych,
- ograniczy do minimum uciążliwość prowadzenia eksploatacji górniczej dla użytkowników powierzchni, poprzez wycofanie się z eksploatacji pod terenami zwartej zabudowy (dzielnic Piekar Śląskich – Szarlej, Brzeziny),
- zapewni, dzięki wysokiej jakości pozostałego do wybrania złoża węgla i minimalizacji zakresu niezbędnych inwestycji, uzyskiwanie dodatnich wyników ekonomicznych,
- podniesie poziom bezpieczeństwa pracy załóg górniczych poprzez doskonalenie technologii eksploatacji z wykorzystaniem

Rys. 5.3. Optymalizacja działalności górniczej w zakładach ZG „Piekary" i ZG „Brzeziny"
Fig. 5.3. Optimization of mining activity on the areas of ZG Piekary and ZG Brzeziny



Rys. 5.4. Efekty integracji ZG „Piekary" i ZG „Brzeziny"
Fig. 5.4. The integration steps of ZG Piekary and ZG Brzeziny

Przykład projektowanej aktualnie i doprecyzowanej integracji kopalń przedstawia rys. 5.5.



Rys. 5.5. Koncepcja integracji bytomskich zakładów górniczych
Fig. 5.5. The idea of the integration of mining enterprises in Bytom

6. Wnioski końcowe

1. Bezwzględnie konieczne jest wypracowanie innego spojrzenia na proces restrukturyzacji przemysłu węglowego w Polsce, uwzględniającego szeroko rozumianą racjonalną gospodarkę złożem i obowiązek zachowania bogactw naturalnych dla przyszłych pokoleń.
2. Zasoby złóż kopalin jako nieodnawialny element przyrody wymagają szczególnej ochrony, gdyż są dobrem nie tylko aktualnego pokolenia Polaków. Należy rozważyć możliwość interwencji państwa dla maksymalizacji stopnia wykorzystania zasobów.

3. Zasoby złóż udostępnione górniczo mają wartość zdecydowanie większą i wymagają dodatkowej ochrony. Nie ma złóż i kopalń identycznych. Błędem jest wymaganie tych samych wyników ekonomicznych.
4. Nadwyżka zdolności produkcyjnych naszego przemysłu węglowego wcale nie musi być likwidowana w przyspieszonym tempie poprzez likwidacje kopalń, często o dostępnych jeszcze i możliwych do ekonomicznego wykorzystania zasobach, po przeprowadzeniu rekonstrukcji procesu wydobywczego. Alternatywą jest integracja kopalń.

The coalmine integration as an element of mining restructuring in Poland

Abstract

In the paper the attention has been directed towards the necessity of the mineral deposit protection as a no renewal nature element by maximal use of their resources. The coalmine integration as an element of mining restructuring may fulfill the condition of deposit protection, because it will enable to lower the output without premature coalmines liquidation. It has also been presented the basis of optimization of coalmine activity, some general and economical premises and practical examples of implementation of coalmine integration project.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Maciej Mazurkiewicz

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 399-405

Janusz DUDEK, Andrzej GLIMOS, Marek JARCZYK,
Krzysztof KRUPIŃSKI
Zakład Górniczo Energetyczny „Sobieski-Jaworzno III", Jaworzno
Jerzy ZDRZAŁEK
Centrum Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa „EMAG", Katowice

Efekty ekonomiczno-ruchowe po zastosowaniu kaskady odsynchronicznej w napędzie stacji wentylatorów głównych w ZGE „Sobieski-Jaworzno III"

Słowa kluczowe

wentylator główny - kaskada podsynchroniczna - efekty ekonomiczne

Streszczenie

W artykule omówiono modernizację napędów dwóch wentylatorów głównych przy szybie wentylacyjnym „Leopold" w ZGE „Sobieski-Jaworzno III". Likwidacja zbędnych wyrobisk kopalni pociągnęła za sobą ograniczenie wydajności wentylatora głównego Wydajność tego wentylatora regulowano przy pomocy aparatu kierowniczego. Przed modernizacją wentylatory napędzane były silnikami synchronicznymi. Do rozruchu, po raz pierwszy dla napędów wentylatorów, zastosowano układ rezystorowo-stycznikowy i samoczynne przełączenie do pracy w układzie kaskady. Silnik każdego wentylatora i przekształtnik kaskady, zasilane są przez jeden wspólny wyłącznik mocy 6kV. Dla zmniejszenia oddziaływania napędu na sieć zasilającą zastosowano kompensację mocy biernej. Omówiono i pokazano efekty ekonomiczne z zastosowania kaskady.

1. Wpływ restrukturyzacji kopalni na modernizację urządzeń głównego przewietrzania

Zakład Górniczo Energetyczny „Sobieski-Jaworzno III" powstał w trakcie restrukturyzacji kopalni „Jaworzno", która to została utworzona z trzech kopalń – „Sobieski", „Bierut" i „Kościuszko". Przed procesem restrukturyzacji były 4 podsieci wentylacyjne z czterema stacjami wentylatorów głównych (o sumarycznym wydatku ok. 34 000 m^3/min.). Przewietrzały one 13 oddziałów wydobywczych, około 220 km wyrobisk dołowych na poziomach 125, 215, 220, 290, 300, 350, 385 i 500 m.

Obecnie w ZGE pracują 2 stacje wentylatorów głównych przy szybach wentylacyjnych „Leopold" i „Traugutt" o wydajności ok. 16000 m^3/min. Przewietrzają one 3 wysokowydajne oddziały wydobywcze zlokalizowane w pokładach 207, 209 i 302. Długość wyrobisk dołowych zmalała do ok. 160 km.

Pokłady są niemetanowe, zaliczone są do klasy A zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, nie zagrożone tąpaniami, nie występują zagrożenia radiacyjne naturalnymi substancjami promieniotwórczymi. Węgiel pokładu 207, 209, 302 należy do węgli energetycznych typu 31.

Wskaźniki samozapalności wynoszą: Sz^a – 171÷194 °C/min., a energia aktywacji A – 41÷42 kJ/mol . Wszystkie te pokłady zostały zaliczone V grupy samozapalności, co oznacza, że węgle te oznaczają się bardzo dużą skłonnością do samozapalenia. W związku z tym proces ograniczenia ilości powietrza w rejonach wentylacyjnych musiał być poprzedzony dogłębną analizą, ale stwarzał możliwości ograniczenia zagrożenia pożarowego.

Kopalniana sieć wentylacyjna w ostatnim okresie uległa znacznym uproszczeniom poprzez likwidację zbędnych wyrobisk. Zlikwidowano szereg wyrobisk co wpłynęło na ilość powietrza, jego rozpływ oraz stosunki depresyjne w sieci wentylacyjnej. Sumaryczna ilość powietrza w rejonach stanowi ok. 38 % ilości powietrza wpływającego do kopalni, całkowita ilość powietrza przepływająca przez komory funkcyjne wynosi ok. 26 %, straty grupowe powietrza stanowią około 36 %. co przy istnieniu zagrożenia pożarami endogenicznymi w warunkach ZGE można uznać za poprawne. W warunkach ZGE zapewniony jest właściwy rozpływ powietrza, jednak w dwóch rejonach wentylacyjnych dopływała za duża ilość powietrza dlatego też było konieczne zmniejszenie ilości powietrza w sieci wentylacyjnej jedynie poprzez regulację pracy wentylatora głównego przewietrzania.

Na podstawie analizy sieci wentylacyjnej ZGE wykonanej przez AGH Kraków w maju 2000 roku stwierdzono, że wszystkie rejonowe prądy powietrza są stabilne, natomiast w przypadku oddziału G-3 wartość mocy prądu (ok. 8 000 W) znacznie przekraczała wartości, które spotyka się w kopalniach metanowych. W oddziale tym występowała zbyt duża różnica potencjałów aerodynamicznych oraz ilość przepływającego powietrza, która przyczyniała się do niekontrolowanej migracji powietrza przez zroby.

Na podstawie tej analizy we wnioskach znalazło się między innymi:

1. Największe straty naporu występują na drogach zużytych prądów powietrza i wynoszą ok. 40 % dla G-3 i ok. 70 % dla G-1.
2. Najbardziej ekonomicznym rozwiązaniem regulacji prędkości wentylatorów będzie zastosowanie kaskad podsynchronicznych.
3. Po obniżeniu obrotów wentylatorów pracujących przy szybie „Leopold" zapewnione będą odpowiedniej intensywności przewietrzania rejonów wentylacyjnych zarówno dla wariantu określającego stan aktualny robót górniczych, jak i dla wariantu prognozowanych zmian w strukturze kopalni.
4. W wyniku obniżenia obrotów wentylatora uzyska się właściwy rozkład potencjałów aerodynamiczych w poszczególnych węzłach sieci wentylacyjnej.
5. Wentylatory pracujące przy zmniejszonych obrotach zapewnią mniejsze zużycie energii elektrycznej.
6. Koszt zakupu i instalacji kaskady podsynchronicznej oraz modernizacji silników powinien się zwrócić w przeciągu kilkunastu miesięcy.

W miesiącach letnich 2001 roku przeprowadzono modernizację napędu wentylatorów głównych przy szybie „Leopold". W dniu 18.08.2001 r. przeprowadzono pomiary wentylacyjne przy pracy wentylatora nr 1, natomiast w dniu 11.09.2001 r. wykonano pomiary podczas pracy wentylatora nr 2. Pomiary wentylacyjne wydatków powietrza wykonywano jednocześnie w 4 punktach:

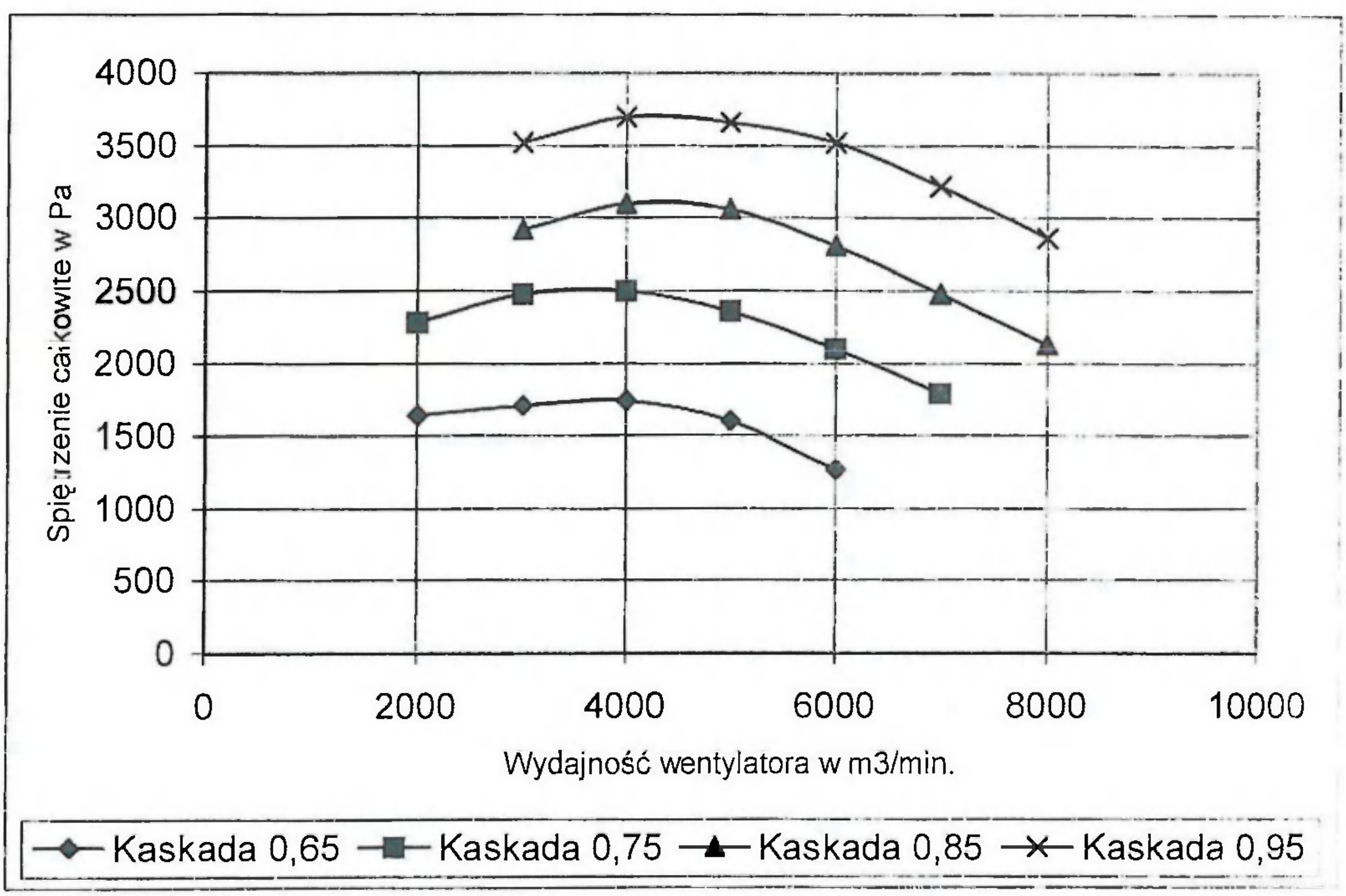
1. dyfuzor;
2. podszybia szybów wentylacyjnych;
3. oddział G-1 ściana 323;
4. oddział G-2 ściana 721.

Pomiary te posłużyły do określenia wstępnych punktów pracy do czasu opracowania charakterystyki wykonanej przez jednostkę naukowo badawczą. Pomiary te potwierdziły wcześ-

niej przedstawione założenia. Przede wszystkim potwierdziły, że zmniejszenie wydatku na dyfuzorze o ok. 2500 – 3000 m3/min. Spowodowało zmniejszenie ilości powietrza w rejonach ścian nr 323 i nr 721 o ok. 100 do 150 m3/min.

W styczniu 2002 r. przeprowadzono pomiary ruchowe konieczne dla sporządzenia charakterystyki wentylatora nr 1 i nr 2 przy ustawieniach kaskady 0,95(max); 0,85; 0,75; 0,65.

Charakterystyka podsieci wentylacyjnej przecina charakterystykę spiętrzenia tylko w jednym punkcie dla poszczególnych ustawień kaskady. Punkty pracy leżą na prawej zewnętrznej, opadającej części charakterystyki spiętrzenia wentylatora.



Rys. 1.1. Charakterystyki wentylatora głównego przy szybie „Leopold"
Fig. 1.1. Characteristics of main fan at "Leopold" shaft

Wentylatory główne przy szybie „Leopold" dla wszystkich wyżej wymienionych zakresów liczby obrotów spełniają kryteria dotyczące stabilności pracy, a zatem pracują stabilnie. Wentylatory te spełniają również kryterium, które określa ekonomiczność ich pracy, a więc pracują ekonomicznie przy wysokich sprawnościach przekraczających 80 %.

Zalety ruchowe zastosowanej kaskady podsynchronicznej to:

- dokładne ustawienie parametrów pracy stacji wentylatorów głównych,
- łatwość regulacji wydajności wentylatora głównego,
- możliwość ustawienia wydajności wentylatora do aktualnych potrzeb ruchowych,
- możliwość ograniczenia wydajności w dni wolne od pracy.

2. Stacja wentylatorów szybu „Leopold" przed modernizacją napędów

Wentylatory szybu „Leopold" napędzane były silnikami elektrycznymi produkcji DOL-MEL-Wrocław o następujących danych:

- rodzaj silnika synchroniczny,
- typ GAe 1412s,
- moc 800 kW,
- napięcie stojana 6kV,
- prędkość obrotowa 500 1/min.

Do zasilania wzbudzenia służyły przetwornice 2-maszynowe (wzbudnice). Wydajność wentylatora regulowano przy pomocy aparatu kierowniczego.

3. Modernizacja napędów wentylatorów

Podstawowe założenia do projektu modernizacji:

- uzyskanie możliwości regulacji prędkości w zakresie 0,6 – 1,0 prędkości znamionowej,
- zastosowanie jednego układu regulacji dla dwóch wentylatorów poprzez układ przełącznic,
- możliwość pracy wentylatorów w układzie tradycyjnym (w przypadku awarii układu regulacji),
- uzyskanie płynnego rozruchu wentylatorów.

Modernizację w zgodzie z w/w założeniami umożliwił układ polegający na przeróbce silników synchronicznych na silniki indukcyjne pierścieniowe oraz zabudowaniu przekształtnika tyrystorowego tworzącego z silnikami kaskadę podsynchroniczną.

Przeróbka silników z synchronicznych na indukcyjne z wirnikiem pierścieniowym polegała na zastąpieniu wirnika silnika synchronicznego wirnikiem uzwojonym asynchronicznie. Nowe wirniki wykonała fabryka maszyn elektrycznych DOZAMEL we Wrocławiu.

Zakres przeróbki obejmował między innymi:

- wykonanie zamiennego wirnika pierścieniowego,
- wykonanie urządzeń szczotkowych,
- oczyszczenie i sprawdzenie stojana i innych elementów silnika,
- malowanie uzwojeń.

Przerobione silniki mają następujące dane znamionowe:

- rodzaj silnika indukcyjny pierścieniowy,
- typ SAUe 1412 s,
- moc 800 kW,
- napięcie stojana 6 kV,
- prędkość obrotowa 492 l/min.

Przekształtnik tyrystorowy kaskady składa się z:

- szafy diodowo- tyrystorowej PDT/WS,
- transformatora trójuzwojeniowego TPS,
- dławika L,
- zespołu sterowania US/M.

W szafie diodowo-tyrystorowej znajdują się podstawowe elementy przekształtnika kaskady:

- 3-fazowy prostownik diodowy MD,
- dwa 3-fazowe prostowniki tyrystorowe 1 MT i 2 MT,

- wyłącznik szybki prądu stałego QF,
- filtry przepięciowe.

Przełączenie przekształtnika do wybranego napędu (1 lub 2) umożliwiają od strony zasilania transformatora (6 kV) odłączniki OT 1 i OT2, a od strony wirnika styczniki QK1 i QK2. Przez dobór odpowiednich parametrów urządzeń przekształtnikowych uzyskano zakres regulacji prędkości obrotowej od 0,6 do 1,0 prędkości znamionowej.

W celu realizacji płynnego rozruchu napędów wentylatorów zaprojektowano nowe szafy sterowniczo stycznikowe CRS . Szafa CRS spełnia następujące funkcje:

- steruje załączeniem i wyłączeniem napędu,
- poprzez układ stycznikowo-rezystorowy dokonuje płynnego rozruchu silnika,
- umożliwia pracę w układzie kaskady lub ze zwartym wirnikiem,
- kontroluje stan urządzeń pomocniczych i blokuje załączenie napędu lub powoduje jego wyłączenie w razie gdy ich działanie jest nieprawidłowe,
- informuje obsługę o stanie pracy napędu za pomocą mierników, lampek i przekaźników sygnalizacyjnych oraz dzwonka.

Sterowanie urządzeniami kaskady odbywa się z zespołu sterowania US/M . Podstawowym urządzeniem zespołu US/M jest sterownik mikroprocesorowy. Sterownik wykonuje następujące funkcje:

- generuje impulsy bramkowe tyrystorów prostowników 1 MT 2 MT,
- realizuje funkcję regulatora prędkości i prądu,
- kontroluje stan urządzeń kaskady, blokując załączenie napędu lub powodując jego wyłączenie.

Sterowanie kaskadą z zespołu US/M odbywa się przy pomocy panelu operatorskiego umieszczonego na drzwiach zespołu US/M na których ponadto znajdują się: przełącznik wyboru wentylatora, przełącznik miejsca zadawania prędkości obrotowej (lokalne lub zdalne), miernik prędkości oraz lampki sygnalizacyjne.

4. Efekty ekonomiczne oraz koszty inwestycyjne

Przeprowadzone w ZGE „Sobieski-Jaworzno III" pomiary mocy pobieranej przez napęd wentylatora przy szybie „Leopold" pozwalają oszacować efekty ekonomiczne uzyskiwane w wyniku zastosowania kaskady tyrystorowe. Obniżenie prędkości obrotowej powoduje zmniejszenie mocy pobieranej przez napęd.

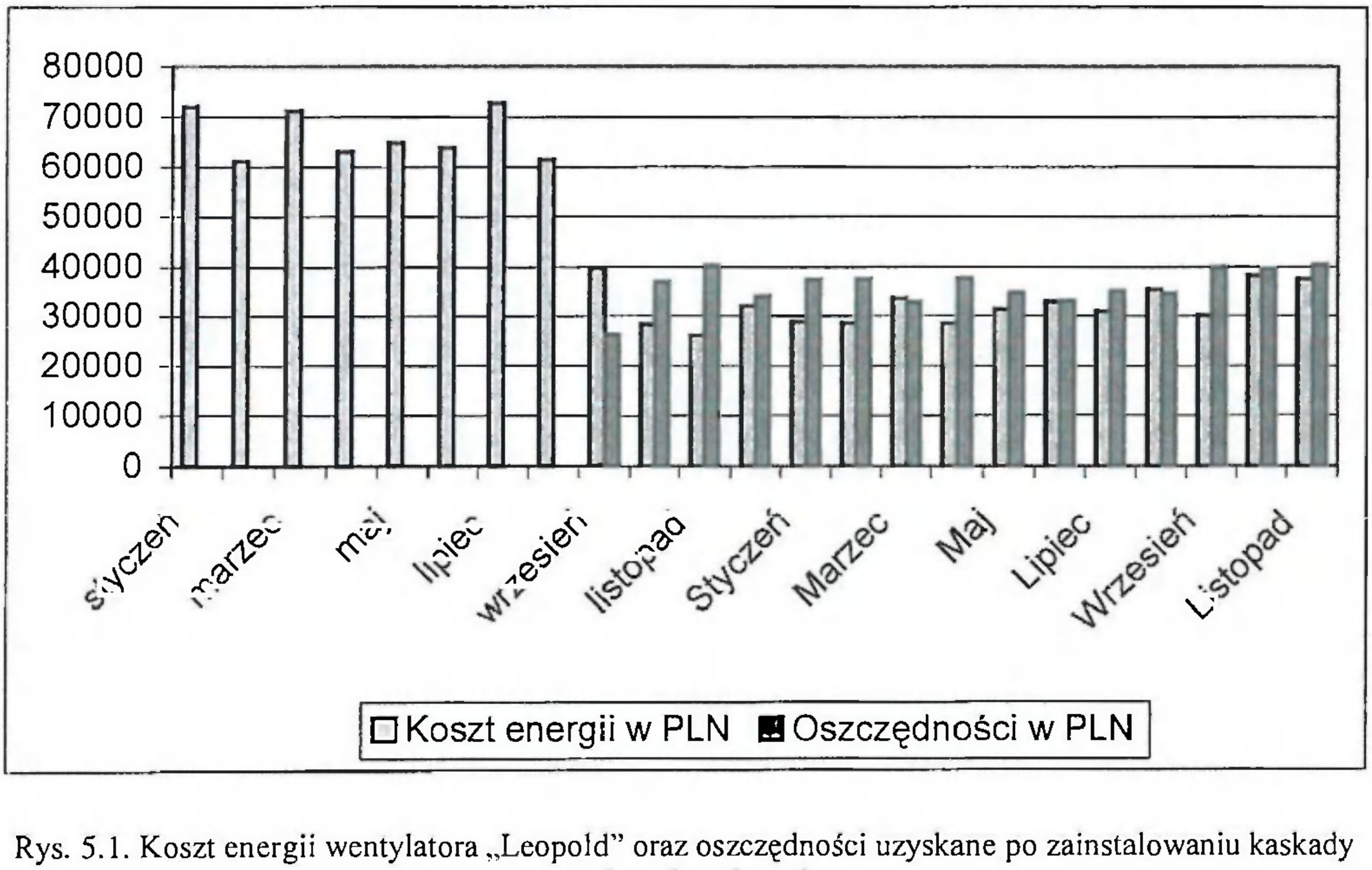
Dla wentylatora moc pobierana przez napęd zmniejsza się proporcjonalnie do trzeciej potęgi prędkości obrotowej silnika. Obecnie po modernizacji wentylator pracuje z prędkością obrotową n = 0,75 nn. Napęd pobiera przy tej prędkości moc Pk = 240 kW. Moc pobierana przez silnik synchroniczny przed przeróbką Pss = 540 kW. Zatem zmniejszenie poboru mocy wynosi

$$\Delta P = Pss - Pk = 300 \ \ kW \tag{4.1}$$

co daje roczne oszczędności energii elektrycznej

$$\Delta E = 300 \times 8740 = 2628000 \ \ kWh \tag{4.2}$$

Całość kosztów związanych z modernizacja napędów wentylatora szybu „Leopold" wynosiła 599 tys. zł, w tym przeróbka silników i instalacja stanowiła ok. 47%. W związku z osiągniętymi oszczędnościami koszt w/w inwestycji zostanie spłacony po ok. 18 miesiącach eksploatacji. Zużycie energii oraz uzyskane oszczędności przedstawiono na rys. 5.1.



Rys. 5.1. Koszt energii wentylatora „Leopold" oraz oszczędności uzyskane po zainstalowaniu kaskady podsynchronicznej

Fig. 5.1. The cost of „Leopold" fan's energy and savings gained after installing subsynchronous cascade system

Literatura

[1] Kocurek J., Zdrzałek J., Hefczyc M., Michalczyk Z., 2001: Modernizacja oraz monitorowanie pracy napędów wentylatorów przy szybie Leopold w ZGE „Sobieski-Jaworzno III". Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 9/369/2001, 96-100.

[2] Sprawozdanie nr 59/SP/2002 – Wyniki badań wentylatorów głównych WPK-3,3 przy szybie „Leopold" Zakładu Górniczo Energetycznego „Sobieski-Jaworzno III" spółka z o.o. obejmujących wykonanie charakterystyk oraz analiz stabilności działania tych wentylatorów. Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Lędziny, styczeń 2002 r.

[3] Wykonanie kompleksowej analizy systemu wentylacyjnego ZGE „Sobieski-Jaworzno III" w aspekcie ekonomicznej wentylacji i z uwzględnieniem perspektywicznego rozwoju zakładu oraz przeprowadzenie badań wentylatorów głównych przy szybie „Leopold" i „Traugutt" po dostosowaniu ich parametrów pracy do obecnej sieci wentylacyjnej. AGH, Kraków, maj 2000 r.

The economic and organizing effects of subsynchronous cascade in motor of main fans station at „SOBIESKI-JAWORZNO III" Mining and Power Plant.

Abstract

The article describes modernisation of two fans drives at „Leopold" shaft of „Sobieski-Jaworzno III" Mining and Power Plant using a single switchable cascade system. Liquidation of mine's redundant excavations has caused reduction of main fan's efficiency. The efficiency of fan drive was regulated by a managing device. Before modernization fans were driven by synchronous motors. For the first time to start fan drives a resistor – contacting unit and automatic switching to operation in cascade system were used. Motor of each fan and cascade converter are supplied by a single circuit breaker of 6 kV. To reduce drive influence on power supply network the reactive power compensation has been used. The article describes and shows the economic effects of cascade's use.

Recenzent: dr inz. Jerzy Kicki

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str. 407–413

Jan DZBIK, Janusz STACHOWIECKI, Jerzy WODECKI
Spółka Restrukturyzacji Kopalń S.A.,Katowice, ul. Kopalniana 6
Zakład „Centralny Zakład Odwadniania Kopalń", Czeladź, ul. Kościuszki 9, tel. (0-32) 265-16-35

Doświadczenia techniczno-organizacyjne związane z działalnością Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń w Czeladzi

Słowa kluczowe

reforma górnictwa węgla kamiennego - odwadnianie zlikwidowanych kopalń - ochrona sąsiadujących kopalń - rejony pompowania - agregaty głębinowe - integracja systemów odwadniania

Streszczenie

Artykuł przedstawia genezę powstania Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń z siedzibą w Czeladzi jako Zakładu Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A. w Katowicach. Względy bezpieczeństwa publicznego sprawiają, że nie jest możliwe zaprzestanie odwadniania większości zlikwidowanych dotychczas kopalń węgla kamiennego w których odwadnianie odbywało się za pomocą pomp stacjonarnych zabudowanych w wyrobiskach podziemnych. Mając na uwadze uwarunkowania ekonomiczne dokonano uproszczenia oraz modernizacji istniejących systemów odwadniania likwidowanych kopalń. Taki model osiągnięto w rejonach odwadniania Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń w Czeladzi (CZOK) poprzez adaptację do tego celu istniejących szybów, spełniających rolę studni głębinowych i zastosowanie do odwadniania pompowych agregatów głębinowych, zabudowanych w tych szybach. Ponadto do zasilania agregatów głębinowych zastosowano kontenerowe stacje transformatorowo-rozdzielcze.

Z uwagi na rozległy obszar wchodzący w struktury Zakładu CZOK, konieczność spełnienia obowiązujących przepisów prawa geologicznego i wydanych rozporządzeń, do łączności oraz kontroli parametrów pracy urządzeń zastosowano system ogólnozakładowej łączności telefonicznej, dyspozytorskiej oraz monitorowania parametrów pracy urządzeń pompowni głębinowych oraz parametrów bezpieczeństwa. Pozwoliło to na zmniejszenie zatrudnienia ludzi w poszczególnych rejonach odwadniania. Nowatorskie rozwiązania, dotychczas zgromadzone doświadczenia występujące miedzy innymi na płaszczyźnie współpracy z urzędami górniczymi, urzędami gmin, organizacjami związkowymi będą stanowić podstawę do wypracowania optymalnego rozwiązania organizacyjnego.

Przedstawione rozwiązanie techniczne zastosowane do odwadniania zlikwidowanych kopalń podziemnych na tak dużą skalę nie ma odpowiednika zarówno w rozwiązaniach krajowych jak i zagranicznych.

Wstęp

W wyniku reformowania górnictwa węgla kamiennego, w dniu 21 sierpnia 2000 roku w Sądzie Rejonowym w Katowicach zarejestrowana została Spółka Restrukturyzacji Kopalń

Spółka Akcyjna. Przedmiotem działania Spółki jest likwidacja kopalń i zabezpieczenie kopalń sąsiednich przed zagrożeniem wodnym.

Zgodnie z postanowieniem art.13a Ustawy o dostosowaniu górnictwa węgla kamiennego do funkcjonowania w warunkach gospodarki rynkowej oraz szczególnych uprawnieniach gmin górniczych. SRK S.A. przejęła kopalnie całkowicie likwidowane: „Jan Kanty", „Saturn", „Sosnowiec", „Porąbka-Klimontów", „Wałbrzyskie KWK", „Nowa Ruda" i „Żory" wraz ze zobowiązaniami.

Niezależnie od powyższego na podstawie umów sprzedaży w wyniku prowadzonych rokowań SRK S.A. przejęła poprzez zakup pozostałe kopalnie całkowicie likwidowane: „Gliwice", „Dębieńsko", „Morcinek", „Moszczenica", „1-Maja", „Katowice", „Siemianowice-ZG Rozalia" i „Niwka-Modrzejów" bez zobowiązań.

Część przejętych kopalń po zakończeniu procesu likwidacji musi utrzymywać systemy odwadniania dla zabezpieczenia kopalń sąsiednich przed zagrożeniem wodnym. W celu uporządkowania tematycznego zakresu przedmiotu Spółki podjęto inicjatywę jednoznacznego rozdzielenia zadań dotyczących fizycznej likwidacji, zagospodarowania majątku i tworzenia nowych miejsc pracy oraz zabezpieczenia kopalń sąsiednich przed zagrożeniem wodnym. W wyniku tego postanowiono utworzyć w strukturze SRK S.A. nowy oddział pod nazwą „Centralny Zakład Odwadniania Kopalń" w Czeladzi.

1. Cele działalności i zadania Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń

Przedmiotem działania CZOK – u jest zabezpieczenie kopalń sąsiednich przed zagrożeniem wodnym, uproszczenie systemów odwadniania oraz likwidacja zbędnej infrastruktury systemów odwadniania.

Opracowane Założenia Techniczno-Organizacyjne funkcjonowania Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń w Czeladzi zaakceptowane zostały przez Ministra Gospodarki. Postanowieniem z dnia 3.11.2000 roku Nr RHB 18069 Sąd Rejonowy w Katowicach Wydział VIII Gospodarczy – Rejestrowy wpisał do rejestru handlowego zakłady Spółki w tym Centralny Zakład Odwadniania Kopalń w Czeladzi.

Oddział Spółki pod nazwą „Centralny Zakład Odwadniania Kopalń" w Czeladzi rozpoczął działalność z dniem 1 stycznia 2001 roku.

Centralny Zakład Odwadniania Kopalń funkcjonuje w oparciu o majątek niezbędny do utrzymania systemów odwadniania przekazany przez poszczególne kopalnie – zakłady spółki prowadzące dotychczas samodzielne odwadnianie. W pierwszym etapie do CZOK–u włączone zostały następujące rejony odwadniania wód dołowych:

- Rejon „Saturn",
- Rejon „Sosnowiec",
- Rejon „Paryż",
- Rejon „Porąbka-Klimontów",
- Rejon „Grodziec".

Od dnia 1.05.2001 roku w struktury organizacyjne CZOK włączony został rejon odwadniania „Gliwice", a od 1.09.2001roku rejon odwadniania „Jan -Kanty".

W drugim etapie tej organizacji od 01.01.2002 roku w strukturę CZOK włączono następujące kolejne rejony:

- rejon odwadniania KWK „Siemianowice",
- rejon odwadniania KWK „Dębieńsko",

- rejon odwadniania KWK „Pstrowski",
- rejon odwadniania KWK „Szombierki",
- rejon odwadniania KWK „Katowice".

Sporządzony został Plan Ruchu „Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń" - część podstawowa zatwierdzona przez Dyrektora OUG Katowice oraz części szczegółowe zatwierdzone zgodnie z właściwością miejscową przez Dyrektorów OUG w Katowicach, Tychach, Gliwicach, Rybniku oraz Gliwicach. Struktura Centralnego Zakładu Odwadniania obejmowała 6 ruchów i 13 rejonów odwadniania. Od 1 lutego 2002 roku Centralny Zakład Odwadniania Kopalń objął nadzorem system odwadniania w KWK „Niwka-Modrzejów" w Sosnowcu. W związku z likwidacją Okręgowego Urzędu Górniczego w Bytomiu od 01 stycznia 2003 r. decyzją Dyrektora Okręgowego Urzędu Górniczego w Gliwicach dotychczasowy ruch VI „Szombierki"został włączony jako rejon do ruchu drugiego obejmującego także rejony „Pstrowski" i „Gliwice". Nadzór nad działalnością górniczą Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń sprawują 4 Okręgowe Urzędy Górnicze z siedzibami w Katowicach, Gliwicach, Rybniku i Tychach.

Bezpieczeństwo kopalń sąsiednich wymaga utrzymania i obsługi przez CZOK:

- 30 czynnych szybów i szybików (w tym 6 pełniących funkcję pompowni głębinowych głównego odwadniania),
- wyrobisk górniczych o łącznej długości ok. 70 km,
- 7 stacji wentylatorów głównego przewietrzania,
- 6 pompowni głębinowych głównego odwadniania,
- 19 pompowni stacjonarnych głównego odwadniania,
- 5 stacji transformatorowo-rozdzielczych 110 kV,
- 42 rozdzielni powierzchniowych średniego napięcia,
- 19 głównych rozdzielni dołowych średniego napięcia.

Pompownie głębinowe zabudowane są na rejonach: „Sosnowiec", „Porąbka-Klimontów", „Paryż", „Katowice". „Gliwice", do zabudowania pomp głębinowych przygotowany jest # „Nr 2" w rejonie „Grodziec". Do 05.09.2002 utrzymywane było odwadnianie KWK „Niwka-Modrzejów" za pomocą pomp stacjonarnych zabudowanych na poziomie 220 i 430. Aktualnie w tym rejonie szyb „K-1" przygotowany jest do zabudowania czterech pomp głębinowych które rozpoczną pompowanie wody w pierwszym kwartale 2003 roku. Na pozostałych rejonach odwadnianie odbywa się z wykorzystaniem stacjonarnych pomp zabudowanych w komorach pomp dla których należy utrzymywać czynne szyby i pozostałe wyrobiska dla celów transportowych i wentylacyjnych.

Dla funkcjonowania tak złożonego organizmu niezbędna jest ponadto infrastruktura obejmująca między innymi dyspozytornie, centrale telefoniczne, sieci energetyczne i teletechniczne, kolektory wodne odprowadzające wody dołowe (długość ok. 30 km) itp.

Ze zlikwidowanych kopalń, CZOK pompuje ok. 245,00 tys. m^3 wody na dobę co stanowi prawie 25% całkowitego dopływu wód do wszystkich kopalń polskiego górnictwa węgla kamiennego.

Obszar działania Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń obejmuje część województwa śląskiego o powierzchni ponad 500 km^2 na terenie miast: Katowice, Dąbrowa Górnicza, Sosnowiec, Będzin, Jaworzno, Bytom, Zabrze, Gliwice, Czeladź, Czerwionka-Leszczyny, Piekary Śląskie, Chorzów i Siemianowice Śląskie.

Działalność CZOK finansowana jest ze środków budżetowych. Czasokres funkcjonowania CZOK uzależniony jest od czasu prowadzenia działalności wydobywczej przez kopalnie sąsiednie. Według planów wieloletnich Spółek Węglowych okresy te określane są na 10 i więcej

lat. Jednoznaczna działalność CZOK była przyczynkiem do podjęcia inicjatywy nadania Oddziałowi osobowości prawnej i utworzenia Spółki z ograniczoną odpowiedzialnością pod nazwą „Centralny Zakład Odwadniania Kopalń" Spółka z o.o. w Czeladzi. Zarząd SRK S.A. podjął w tej kwestii stosowną uchwałę, która uzyskała pozytywną opinię Rady Nadzorczej SRK S.A. Spółka Restrukturyzacji Kopalń S.A. będzie jedynym udziałowcem Spółki z o.o. pod nazwą CZOK. Stosowne wnioski w przedmiotowej sprawie skierowane zostały do Walnego Zgromadzenia SRK S.A. oraz Ministra Skarbu

2. Możliwości wykorzystania wód dołowych w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń

Centralny Zakład Odwadniania Kopalń w aktualnym układzie organizacyjnym w 13 rejonach odwadniania wypompowywał będzie z wyrobisk górniczych około 90 mln m^3 wód kopalnianych rocznie. Wody te mają zróżnicowany skład chemiczny.

Wody słodkie o mineralizacji mniejszej od 1 g/l stanowią około 21% całości pompowanych wód (19,1 mln m^3 na rok). Występują w rejonie „Saturn" i „Siemianowice" około 1,2 mln m^3 na rok wody słodkiej jedynie w rejonie „Saturn". Istnieje tu stacja uzdatniania wód poprzez którą zasilana jest sieć wodociągowa w Czeladzi. Wykorzystanie pozostałej ilości wód słodkich wiąże się z koniecznością nakładów inwestycyjnych związanych z jej uzdatnianiem, jak również przełamania monopolu panującego na rynku dystrybucji wody pitnej, Potencjalnie możliwy przychód ze sprzedaży wody pitnej mógłby docelowo wynosić 15-30 mln zł rocznie.

Wody przemysłowe o mineralizacji do 10 g/l stanowią ponad 74 % (66,35 mln m^3 na rok). Wody te stwarzają potencjalną możliwość zagospodarowania ich na powierzchni do celów technologicznych, gospodarczych i rolniczych. Niezbędne są nakłady inwestycyjne na zbudowanie sieci doprowadzającej wodę przemysłową do odbiorców oraz odpowiednia akcja marketingowa prezentująca możliwości jej wykorzystania.

Możliwe przychody ze sprzedaży wody przemysłowej oszacować można na około 6-10 mln zł rocznie. Pozostała część wód kopalnianych to wody silnie zasolone i solanki. Stanowią one (4,04 mln m^3 na rok) ok. 5 % ogólnej wielkości wód Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń. Wody te stanowić mogą obciążenie budżetu CZOK w związku z nakładami na ich utylizację. Szacunkowy koszt utylizacji tych wód wynosić może 17–20 mln zł rocznie.

Ponadto istnieją możliwości pozyskania ciepła zawartego w wodach kopalnianych i sprzedaży go odbiorcom. Centralny Zakład Odwadniania zamierza podjąć w tej sprawie współpracę z Głównym Instytutem Górnictwa oraz Politechniką Śląską.

3. Planowane zamierzenia związane z uproszczeniem struktury i modernizacją systemów odwadniania w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń

3.1. Rejon „Saturn"

W 2003 roku i latach następnych planowana jest kontynuacja robót związanych z zabudową centralnego systemu łączności telefonicznej i dyspozytorskiej oraz monitorowania pracy urządzeń pompowni głębinowych i stacjonarnych w rejonach „Dębieńsko", „Pstrowski", „Szombierki" i „Niwka–Modrzejów". Pozwoli to na wyeliminowanie obsługi central telefonicznych i dyspozytorni, co wpłynie na obniżenie kosztów eksploatacyjnych.

3.2. Rejon „Sosnowiec"

Planuje się przeprowadzenie analizy hydrogeologicznej dla rejonów „Sosnowiec", „Porąbka-Klimontów" mającej na celu wyłączenie odwadniania głębinowego w rejonie „Sosnowiec" i przeniesienie całości pompowania wód dopływających do wyżej wymienionych rejonów na rejon „Porąbka-Klimontów", gdzie za pomocą zmodernizowanej i przystosowanej do tego celu pompowni głębinowej zlokalizowanej w szybie „Ryszard" zostaną wypompowane na powierzchnię.

3.3. Rejon „Paryż"

Planuje się także przeprowadzenie analizy hydrogeologicznej dla tego rejonu i uruchomienie zgodnie z obowiązującymi przepisami procedury mającej na celu całkowite wyłączenie z ruchu pompowni głębinowej zlokalizowanej w szybie „Cieszkowski".

3.4. Rejon „Grodziec"

Uwzględniając fakt wyjścia z dołu i zlikwidowanie wszystkich szybów KWK „Jowisz" przez zasypanie istnieją podstawy do podjęcia działań, które także w tym rejonie doprowadzą do całkowitego zaniechania pompowania wody dopływającej do tego rejonu.

3.5. Rejon „Katowice"

W 2003 roku planowana jest zabudowa w szybie „Bartosz" w tym rejonie drugiego agregatu, co pozwoli na spełnienie wymogów obowiązujących przepisów, oraz warunków odstępstwa Prezesa WUG. Ponadto wpłynie to w znacznym stopniu na poprawę ekonomiki pompowania polegającej na pracy dwóch agregatów poza godzinami szczytu energetycznego co obniży koszty.

3.6. Rejony „Pstrowski" i „Dębieńsko"

W celu maksymalnego uproszczenia stacjonarnych systemów odwadniania w tych rejonach planuje się opracowanie i wdrożenie koncepcji polegającej na likwidacji zbędnych poziomów, modernizacji układów pompowania, zasilania w energię elektryczną co obniży koszty eksploatacyjne.

3.7. Rejon „Jan Kanty"

Zaplanowano modernizację systemu wentylacji z uwagi na zły stan techniczny obiektów i urządzeń przynależnych do szybu XI wymagających poniesienia dużych kosztów ich naprawy polegających na jego likwidacji. Funkcję szybu wentylacyjnego przejmie szyb „Witold II".

3.8. Rejon „Niwka-Modrzejów"

W pierwszym kwartale 2003 roku planuje się uruchomienie pompowni głębinowej w szybie „K-1", oraz likwidację przez zasypanie szybów „Józef", „Rudolf" i „K-2".

4. Podsumowanie

W struktury CZOK włączone zostały zarówno rejony odwadniania systemem głębinowym jak i systemem stacjonarnym. Poniżej przedstawiono porównanie modeli technicznych funkcjonowania w CZOK typowej pompowni w systemie stacjonarnym i głębinowym.

Pompownia stacjonarna

Odprowadzenie wody z dopływu naturalnego górotworu za pomocą pompowni stacjonarnej odbywa się zgodnie z obowiązującymi przepisami przy pomocy: dwóch szybów w tym jednego materiałowo – zjazdowo - wdechowego i drugiego wentylacyjnego wraz ze stacją wentylatorów głównego przewietrzania, sieci wyrobisk dołowych dla celów wentylacji i odwadniania. Długość chodników wodnych zależy od ilości wody dopływającej i powinna wystarczyć na co najmniej 12 godzinny dopływ do wyrobisk wody pochodzącej z dopływu naturalnego, komory pomp głównego odwadniania wyposażonej w zespoły pomp i rurociągów umożliwiających odprowadzenie najwyższego dobowego dopływu wody w czasie krótszym niż 20 godzin, komory rozdzielni energetycznych wraz z urządzeniami.

W zależności od ilości wody dopływającej z różnych rejonów eksploatacyjnych kopalni, układy pompowni stacjonarnych mogą być zlokalizowane na różnych poziomach eksploatacyjnych. Stan zatrudnienia (uwzględniając absencję) w typowej pompowni stacjonarnej wynosi (bez administracji) około 100 pracowników,
w tym:
robotnicy dół - 50 techniczni dół - 28
roboty pow. - 18 techniczni pow. - 4

Docelowo przewiduje się w pompowniach stacjonarnych tworzenie stanowisk o połączonych kwalifikacjach.

Pompownia głębinowa

Pompownię głębinową stanowi jeden szyb wykorzystywany jako studnia głębinowa wraz z urządzeniami głównego odwadniania. System głębinowego odwadniania powinien zapewnić odprowadzenie najwyższego dobowego dopływu wody w czasie nie dłuższym niż 20 godzin. Urządzenia głównego odwadniania to pompa głębinowa wraz z silnikiem i kablem zasilającym podwieszona do rurociągu odprowadzającego wodę. W zależności od ilości dopływającej wody zabudowywane są w szybach odpowiednie ilości pomp w tym pompy rezerwowe. Na powierzchni oprócz rurociągów odprowadzających, zabudowane są urządzenia energetyczne w tym rozdzielnie, system monitoringu i kontroli pracy pomp oraz kształtowania się lustra wody.

Stan zatrudnienia w typowej pompowni głębinowej wynosi 6 pracowników powierzchniowych, tj. elektrycy i mechanicy pełniących również funkcję ochrony mienia.

Zatrudnienie w poszczególnych rejonach odwadniania CZOK wynika z zakresu rzeczowego ujętego w „Rocznym planie likwidacji zagrożeń w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń obejmującym rejony pompowania wód dołowych „„Saturn", „Sosnowiec", „Paryż", „Porąbka-Klimontów", „Grodziec", „Katowice", „Niwka-Modrzejów", „Gliwice", „Pstrowski", „Szombierki", „Jan Kanty", „Siemianowice" i „Dębieńsko" w 2003 roku, który został przedstawiony w grudniu 2002 roku do zatwierdzenia Ministrowi Gospodarki. Podjęcie decyzji o utworzeniu Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń umożliwiło i w dalszym ciągu poz-

wala na podejmowanie działań obniżających koszty i poprawiające bezpieczeństwo publiczne poprzez eliminację zagrożenia wodnego dla kopalń czynnych.

Technical and organizatory experience connected with the activity of the Central Department of Mine Drainage in Czeladź

Abstract

The paper presents the origin of the Central Department of Mine Drainage with the seat in Czeladź, being a Department of the Mine Restructurization, Joint-Stock Company in Katowice. Reasons of public safety make it necessary to continue the drainage of most of the collieries which have been closed till now, where the drainage was carried out by means of stationary pumps applied in underground headings. Having in mind economic aspects, the drainage systems existing in the closed collieries have been simplified and modernized. This model has been achieved in the drainage regions of the Central Department of Mine Drainage in Czeladź (CZOK) by means of adaptation of the existing shafts which serve for drainage purposes as deep wells and by application of built into the shafts deep well pumping engines. Furthermore, for feeding the deep well pumping engines container transformer and distribution stations have been applied.

Because of the wide area covered by structures of the CZOK Department, of the necessity to observe the regulations of geological law and of issued orders, for telecommunication and control of work parameters of equipment the company's own system of telephone and dispatching communication, as well as of monitoring the deep well pumping equipment and safety work parameters have been applied. This made it possible to decrease the employment in individual drainage regions. The innovatory solution, the hitherto collected experience in i.a. cooperating with Mining Boards, with the local administration and trade unions will become the base for working out an optimum organizatory solution.

The presented technical solution for drainage of closed underground mines on such a big scale is beyond compare with respect to both Polish and foreign solutions.

Recenzent: dr inż. Jacek Postawa

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 415–423

Henryk DŹWIGOŁ
Polskie Towarzystwo Controllingu

Controlling w zarządzaniu produkcją

Słowa kluczowe

controlling - rachunek kosztów - system informacyjny - sterowanie wynikiem

Streszczenie

Zmieniająca się rzeczywistość gospodarcza zmusza przedsiębiorstwa do poszukiwania nowych metod zarządzania, które przyczynią się do usprawnienia działalności firmy. Jedną z takich metod jest controlling, stanowiący skuteczny element wspomagania kierownictwa przedsiębiorstwa w realizacji funkcji zarządzania w ujęciach strategicznych i operacyjnych. Szczególne miejsce w przedmiocie działalności controllingu zajmuje wspomaganie procesu określania celów przedsiębiorstwa, w tym celów ekonomicznych w obszarze produkcji. Celem controllingu produkcyjnego, będącego częścią systemu controllingu przedsiębiorstwa jest przede wszystkim wsparcie informacyjne funkcji planowania, sterowania i kontroli realizowanych na różnych poziomach zarządzania produkcją oraz koordynacja decyzji i działań w produkcji, a także we współpracujących z produkcją innych podsystemach przedsiębiorstwa. Skuteczna i efektywna realizacja funkcji zarządzania produkcji w ujęciu controllingowym wymaga m.in. sprawnego systemu informacyjnego. System informacyjny produkcji bowiem gromadzi, przetwarza i dostarcza zarówno dane dotyczące przeszłości, jak i informacje planistyczne oraz prognostyczne. Zarządzanie współczesnym przedsiębiorstwem produkcyjnym staje się zatem niemożliwe bez korzystania z nowoczesnej techniki komputerowej.

1. Wstęp

Intensywność, wielokierunkowość i różnorodność przeobrażeń otoczenia współczesnego przedsiębiorstwa i jego wnętrza stanowią stałą inspirację do poszukiwania nowych metod zarządzania. Za jedną z nich uchodzi controlling, który chociaż przez niektórych uznawany za systemem zarządzania, w rzeczywistości pełni funkcję wspomagającą zarządzanie. Jego rolą jest wspomaganie kierownictwa przedsiębiorstwa w realizacji funkcji zarządzania w ujęciach strategicznym i operacyjnym. Orientuje decyzje i działania kierowników wszystkich komórek różnych szczebli zarządzania na globalne cele przedsiębiorstwa [1]. W takim ujęciu, controlling ma charakter towarzyszący (równoległy do procesów zarządzania) i w odniesieniu do kadry kierowniczej pełni funkcję serwisu informacyjno-metodycznego oraz funkcję doradczą. Dostarcza narzędzi oraz informacji niezbędnych przy procesie planowania, kontroli, sterowania, wspomaga proces analizy odchyleń, a jednocześnie, co jest bardzo cenne, przyczynia się do kształtowania u każdego decydenta poczucia współodpowiedzialności za wynik ogólny

przedsiębiorstwa. Można więc controlling traktować jako kompleksową metodę sterowania działalnością przedsiębiorstwa, pozwalającą na bieżące (wcześniejsze) wykrywanie, a tym samym na eliminowanie lub ograniczanie odchyleń od wielkości zaplanowanych, ich tempa i jakości, a decydujących o realizacji celów organizacji gospodarczej [2]. Podkreślenia wymaga doradcza, wspomagająca funkcja controllingu, a mianowicie to, iż controlling pomaga kierownikowi w realizacji funkcji zarządzania, ale nie wyręcza go w podejmowaniu decyzji.

Pozwala na optymalizację formułowania i realizacji celów przedsiębiorstwa przybierających najczęściej postać:

- zysku w krótkim okresie czasu – wtedy mówimy o controllingu operacyjnym, określanym jako sterowanie zyskiem. Jego zadaniem jest eliminowanie wąskich gardeł utrudniających osiągnięcie zysku,
- pewności egzystencji, rozwoju i wzrostu wartości przedsiębiorstwa w długim okresie czasu – wtedy mówimy o controllingu w wymiarze strategicznym odnoszącym się do wyboru i realizacji długookresowych zamierzeń.

Controlling nie dysponuje własnymi instrumentami, lecz korzysta z narzędzi systemowych. Podstawowymi instrumentami controllingu są rachunkowość zarządcza, planowanie oraz zarządzanie przez cele [3]. W szczególności koncepcja controllingu zakłada stosowanie:

- rachunku kosztów pełnych i rachunku marży na pokrycie,
- planowania opartego na symulacji i prognozowaniu wielkości ekonomicznych,
- zasad identyfikowania celów kadry kierowniczej i pozostałych pracowników z celami przedsiębiorstwa.

Namiastką controllingu w obszarze produkcji jest ekonomiczne sterowanie produkcją, przejawiające się w oddziaływaniu w sposób pośredni i bezpośredni na kształt struktury asortymentowo-ilościowej produkcji oraz na jej przebieg w czasie i przestrzeni, dla zapewnienia najkorzystniejszej w danych warunkach realizacji zadań ekonomicznych przedsiębiorstwa. Natomiast pełna realizacja założeń controllingu wymaga aktywizacji biernych dotychczas funkcji zarządzania, takich jak rachunkowość, finanse, analiza ekonomiczna jak również wykreowanie wielu jeszcze innych funkcji.

2. Cele ekonomiczne jako podstawa controllingu w obszarze produkcji

Szczególne miejsce w przedmiocie działalności controllingu zajmuje wspomaganie procesu określenia celów przedsiębiorstwa, a w tym celów ekonomicznych stanowiących podstawę controllingu w obszarze produkcji. Wśród celów ekonomicznych przedsiębiorstwa dominujące znaczenie odgrywa wynik finansowy, czyli w wielkim uproszczeniu relacja pomiędzy przychodami i kosztami. Koszty stanowią główny czynnik kształtujący wynik finansowy, a z kolei na ich wysokość znaczny wpływ ma produkcja i sposób zarządzania. Dlatego też utrzymywanie kosztów produkcji na minimalnie uzasadnionym niskim poziomie, stawiane jest za cel ekonomiczny. Sterowanie produkcją (np. struktura asortymentu produkcji) ma również istotny wpływ na drugi element wyniku finansowego, który stanowią przychody ze sprzedaży. Te dwa elementy są ze sobą ściśle powiązane, dlatego też w procesie decyzyjnym sterowania produkcją nie można kierować się tylko jednym z nich. Miarodajnym kryterium sterowania produkcją powinna być różnica między przychodami (wyjściem) a kosztami ich pozyskania (wejściem). Kryterium minimax – maksymalna różnica między wyjściem a wejściem – jest uznawane za dające z reguły najpełniejszy obraz systemu ekonomicznego [4]. Z tego więc wynika, że nadrzędnym celem ekonomicznym sterowania produkcją jest zysk okresowy, który winien podle-

gać maksymalizacji. Biorąc jednak pod uwagę, iż przy danym potencjale wytwórczym koszty stałe w krótkich okresach nie ulegają zmianom i nie wszystkie elementy kosztowe mają jednakowy wpływ na dany problem decyzyjny, bardziej zasadne jest przyjęcie jako celu ekonomicznego tzw. quasi – wyniku, czyli nadwyżki, która powstaje po odjęciu kosztów zmiennych od wyniku sprzedaży danego okresu. Nadwyżka ta jest nazywana marżą wyniku brutto na pokrycie kosztów stałych. Jest definiowana również jako różnica między ceną a jednostkowym kosztem zmiennym – proporcjonalnym. Można zapisać ją w postaci wzoru:

$$Wp = P - Kz \quad Max! \tag{2.1}$$

gdzie:

Wp - marża pokrycia (marża brutto),
P - okresowy przychód ze sprzedaży
Kz - koszty zmienne danego okresu

W konkretnych sytuacjach decyzyjnych w obszarze produkcji, stawianie za cel ekonomiczny guasi-wyniku jest niewłaściwe, sytuacje te bowiem wymagają dekompozycji ogólnego celu na cele szczegółowe. Do najistotniejszych celów szczegółowych zarządzania produkcją należy minimalizacja zamrożenia środków obrotowych w zapasach materiałowych, którą można osiągnąć poprzez skracanie zarówno odstępów czasu między dostarczaniem materiałów do zakładu a przekazaniem ich do produkcji, jak i sumy czasów obróbki wszystkich zleceń czyli innymi słowy poprzez skracanie czasu cyklu produkcji [5]. Inne cele szczegółowe sterowania produkcją wiążą się z wykorzystaniem zdolności produkcyjnej przedsiębiorstwa między innymi poprzez minimalizację kosztów technicznie nieuzasadnionej bezczynności maszyn i urządzeń. Takie kryterium jest równoznaczne z maksymalizacją obciążenia zdolności produkcyjnych. Tworząc system celów ekonomicznych zarządzania produkcją nie można również pominąć problemu terminowych dostaw produktów, przekroczenie których wywołuje groźne w skutkach konsekwencje typu: opóźnienie zapłaty, wystąpienie kar umownych, utrata image firmy, a w efekcie brak nowych zamówień w przyszłości. Przyjęcie tego kryterium oznacza więc minimalizację zamówień „załatwianych" nieterminowo. Mając powyższe na uwadze należy pamiętać, że sterowanie produkcją nie może być nastawione na jeden cel. Oparte jest bowiem o system celów ekonomicznych, ustalonych w określonym układzie hierarchicznym, traktowany jako podstawa controllingu w obszarze produkcji.

3. Organizacja controllingu w obszarze produkcji

Celem controllingu produkcyjnego, będącego częścią systemu controllingu przedsiębiorstwa jest:

- wsparcie informacyjne funkcji planowania, sterowania i kontroli realizowanych na różnych poziomach zarządzania produkcją oraz
- koordynacja decyzji i działań w produkcji oraz we współpracujących z produkcją innych podsystemach przedsiębiorstwa (technicznym przygotowaniu produkcji, zaopatrzeniu, sprzedaży) [1].

Zaś jego podstawowym zadaniem jest zapewnienie efektywności produkcji. Nie zajmuje się tylko samym pomiarem i nadzorem ekonomicznych skutków działań czy – w razie występowania odchyleń – inicjowaniem działań sterowniczych. W polu jego zainteresowania znajduje

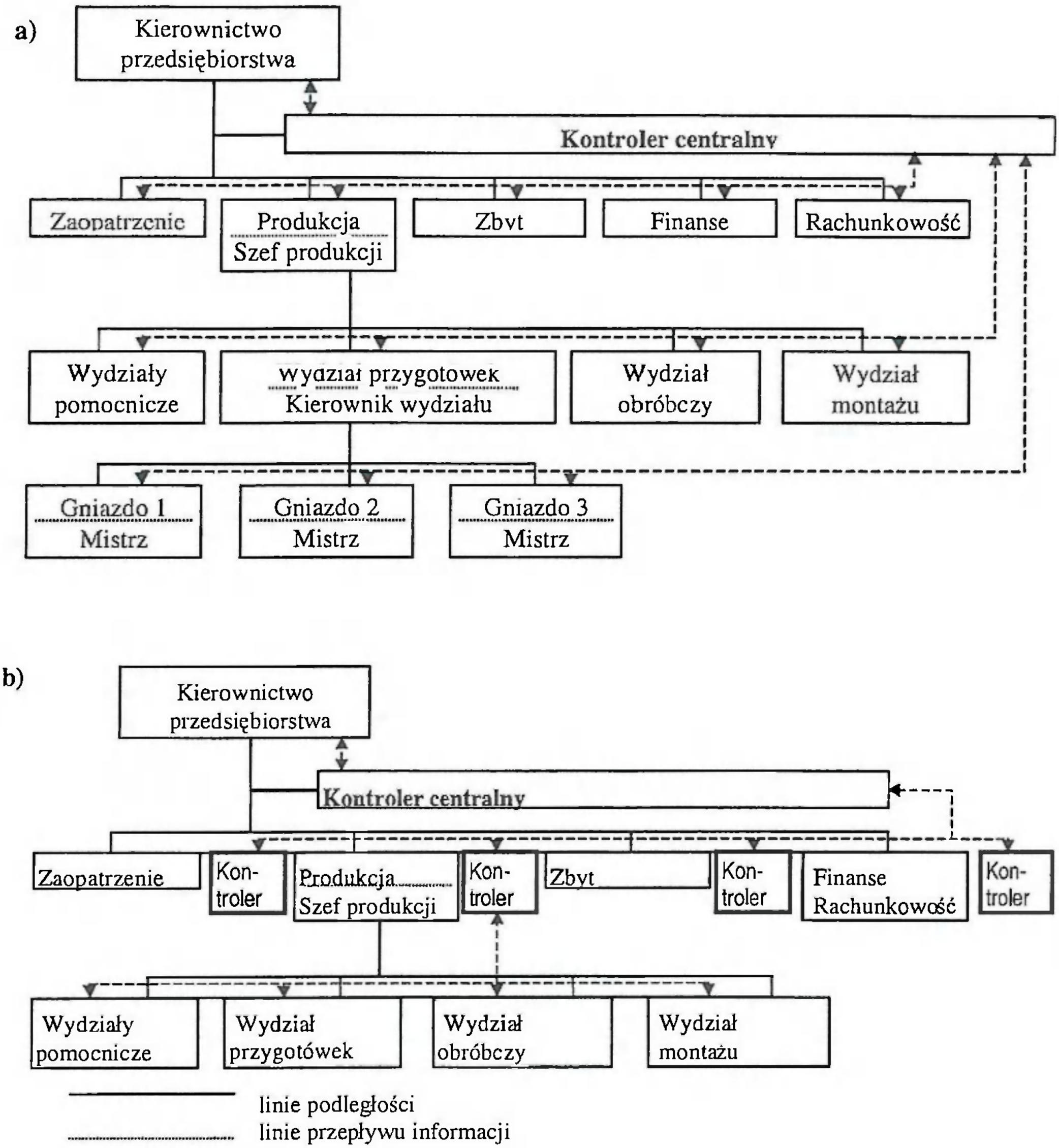
się również projektowanie sposobów przeciwdziałania wystąpieniu takich odchyleń w przyszłości w ramach tzw. systemu wczesnego ostrzegania oraz opracowywanie narzędzi do zapobiegania możliwym zakłóceniom. Działania w tej sferze wymagają jednak współudziału kierowników odpowiedzialnych za produkcję. Zadania controllingu realizowane w obszarze produkcji można podzielić na dwie główne grupy, tj. na zadania związane z:

- budową systemu planowania i kontroli produkcji, w którym to procesie, przyjmuje się za punkt wyjścia cele przedsiębiorstwa,
- przygotowaniem narzędzi zarządzania i niezbędnych do tego informacji.

Controlling w obszarze produkcji jest wprawdzie zorientowany na zysk, ale przedmiotem jego sterowania nie jest bezpośrednio zysk a elementy składowe przychodów i kosztów, zależne od decyzji zarządzania produkcją. Dlatego też dla kontrolera w obszarze produkcji pierwszorzędnego znaczenia nabiera zapewnienie informacji tym wszystkim szczeblom decyzyjnym zarządzania produkcją, które w istotny sposób kształtują wynik finansowy przedsiębiorstwa, a także udzielenie im pomocy w projektowaniu i bieżącej obsłudze ośrodków odpowiedzialności za koszty i wyniki (cost-center i profit-center). Ośrodkom tym przypisuje się zadanie osiągnięcia takiego poziomu zysku, albo tylko kosztowych jego elementów, aby mógł zostać osiągnięty ekonomiczny cel przedsiębiorstwa jako całości. Mierniki oceny działalności tychże ośrodków ściśle winny być powiązane z systemem motywacyjnym. W ten bowiem sposób tworzy się skuteczny instrument ekonomiczny wymuszania racjonalności działań i optymalizacji wykorzystania czynników produkcji, zapewniający spójność celów poszczególnych ośrodków z celem globalnym przedsiębiorstwa. Nadrzędnym zadaniem kontrolera jest zawsze dbałość o realizację długookresowego celu ekonomicznego przedsiębiorstwa przy jednoczesnym oddziaływaniu na kierownictwo produkcji w taki sposób, aby nie dopuścić do popełnienia błędów i wystąpienia odchyleń nie tylko w okresie bieżącym, ale także w przyszłości. Kontroler wskazuje również narzędzia ekonomizujące decyzje kierownictwa produkcji. Tak więc aby sprostać tym zadaniom kontroler produkcji musi posiadać wysokie i połączone kwalifikacje inżyniera, organizatora i ekonomisty.

Organizacja służby controllingu w produkcji zależy głównie od wielkości przedsiębiorstwa i przyjętej w nim organizacji zarządzania. W przedsiębiorstwach zarówno małych jak i dużych, w których dominuje scentralizowana forma zarządzania, zadania controllingu może spełniać jedna, już funkcjonująca komórka organizacyjna - dział ekonomiczny bądź wyodrębniona nowa komórka – dział kontrolera przedsiębiorstwa. Niezależnie jednak od przyjętego rozwiązania organizacyjnego kontroler gromadzi informacje otrzymane z różnych szczebli decyzyjnych, przetwarza je centralnie według przyjętych algorytmów i przekazuje zainteresowanym komórkom. Dyrektor ds. produkcji odpowiada za cały obszar produkcji.

Z kolei w warunkach działania dużego, złożonego organizacyjnie przedsiębiorstwa i zdecentralizowanego nim zarządzania uzasadnione jest utworzenie zespołu kontrolerów, przyporządkowanych do poszczególnych obszarów funkcjonalnych i podporządkowanych liniowo centralnemu kontrolerowi przedsiębiorstwa. W takim przedsiębiorstwie wyodrębnia się ośrodki odpowiedzialności o dużym i ściśle określonym zakresie samodzielności decyzyjnej. Strukturę organizacyjną controllingu w obszarze produkcji w wariantach scentralizowanej i zdecentralizowanej organizacji obrazują poniższe schematy:



Rys.3.1. Struktura organizacyjna controllingu w obszarze produkcji [6]
a – wariant scentralizowanej organizacji, b – wariant zdecentralizowanej organizacji
Fig. 3.1. Organizational structure of controlling within production areas [6]
a – variant of centralized organization; b – variant of de-centralized (dispersed) organization

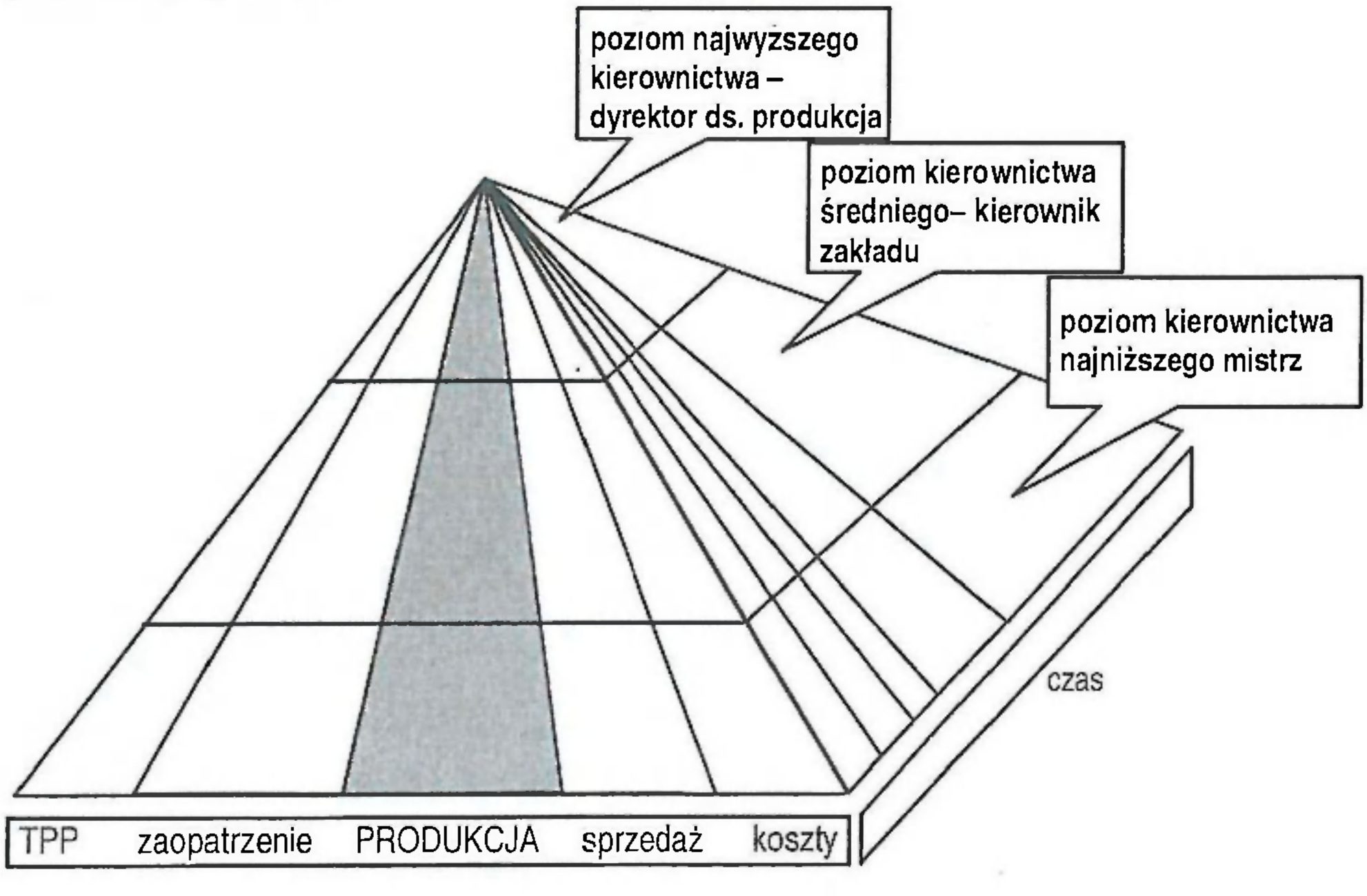
W obu wariantach struktury organizacyjnej controllingu występuje podporządkowanie kontrolera centralnego dyrektorowi przedsiębiorstwa. Ma to nie tylko znaczenie prestiżowe, ale również ma to na celu zapewnienie jednolitej metodyki organizacji i funkcjonowania controllingu w całym przedsiębiorstwie.

4. System informacyjny w procesie controllingu

Skuteczna i efektywna realizacja funkcji zarządzania produkcji w ujęciu controllingowym wymaga sprawnego systemu informacyjnego. System informacyjny produkcji gromadzi, przetwarza i dostarcza zarówno dane dotyczące przeszłości, jak i informacje planistyczne oraz prognostyczne. Informacje te, o charakterze techniczno-organizacyjnym oraz ekonomicznym powinny być adresowane do decydentów na różnych poziomach zarządzania produkcją. Ujmując rzecz lapidarnie system informacyjny: powinien być tak „pakowany", a przy tym prosty w obsłudze, aby kierownicy mogli szybko reagować na pojawiające się problemy, a przy tym nie tracili z pola widzenia założonych celów przedsiębiorstwa [7].

System informacyjny produkcji tworzy wycinek systemu informacyjnego przedsiębiorstwa. Obok niego funkcjonują powiązane z nim systemy informacyjne przygotowania produkcji, zaopatrzenia, marketingu i sprzedaży, finansów i kosztów. Jak z tego wynika podsystem informacji ekonomicznych wspomagający zarządzanie produkcją jest rozproszony w różnych podsystemach, co znacznie utrudnia skuteczną i efektywną realizację funkcji zarządzania produkcją w ujęciu controlligowym. W tej sytuacji pożądane jest scalenie tych podsystemów cząstkowych w jeden system.

W procesie zarządzania produkcją istotne są trzy poziomy podejmowania decyzji, co prezentuje poniższy rysunek.



Rys. 4.1. Miejsce systemu informacyjnego produkcji w systemie informacyjnym przedsiębiorstwa [7]
Fig. 4.1. Location of the production informative system within the overall informational structure of an economical enterprise [7]

Pokrywają się one najogólniej ze szczeblami strategicznego i operacyjnego zarządzania produkcją. Na poziomie strategicznym wymagane są informacje pochodzące głównie z zewnętrznych źródeł, których dostarczają m.in. badania rynkowe, studia demograficzne, ra-

porty rządowe. Na kolejnych, coraz niższych poziomach hierarchii zarządzania występuje zapotrzebowanie na informacje pochodzące z „wnętrza" przedsiębiorstwa. W procesie budowy strategii produkcyjnych muszą być uwzględnione informacje dotyczące zarówno samego przedsiębiorstwa jak i jego otoczenia. Z uwagi na zmienny, niezależny od przedsiębiorstwa charakter części informacji, muszą one być przedmiotem prognozowania. Tak więc budowa strategii produkcyjnych musi opierać się o strategie produktowe, technologiczne, strategie dotyczące zdolności produkcyjnych, ingerencji pionowej produkcji, lokalizacji i organizacji produkcji. Wymaga to zastosowania rozbudowanego i zróżnicowanego – pod względem treści gromadzonych i przetwarzanych danych – systemu informacyjnego [2]. Szczególne miejsce w systemie informacji na potrzeby operacyjnego zarządzania produkcją zajmuje tzw. baza normatywna. Zawarte w niej dane stanowiące wzorce (normy) dla działania w obszarze produkcji, umożliwiają przede wszystkim planowanie i kontrolę stopnia realizacji zadań planowych. Normy zawarte w bazie można podzielić na techniczne i ekonomiczno-finansowe. Techniczne zawierają wzorce zużycia podstawowych czynników produkcji oraz normy pracy. Do norm ekonomiczno- finansowych należą m.in. koszt normatywny, marża pokrycia jednostkowa produktu. Tworzenie norm na potrzeby planowania jest zagadnieniem złożonym. Z uwagi na ich kosztowy i finansowy wymiar, tworzenie ich nie można pozostawić tylko komórkom technicznego przygotowania produkcji. Problematyką nadzoru i koordynacji prac nad bazą normatywną powinien zająć się dział controllingu, we współpracy ze specjalistycznymi komórkami.

Zarządzanie produkcją bazuje na obszernym i zróżnicowanym systemie informacji ekonomicznej, w którym istotną rolę odgrywają rachunkowość finansowa i zarządcza. Szczególną uwagę należy zwrócić na udział rachunkowości w procesach controllingowego sterowania produkcją. Jest ona dwojakiego rodzaju:

- wspomaga informacyjnie tworzenie obwodu regulującego określoną wielkość ekonomiczną,
- wspomaga rozwiązywanie problemów decyzyjnych sterowania produkcją [4].

Zestawienie wielkości faktycznych z wzorcowymi stanowi impuls do włączenia się rachunkowości w proces ekonomicznego sterowania produkcją. O sprawnym funkcjonowaniu sterowania wynikiem w obszarze produkcji decyduje w szczególny sposób techniczne przygotowanie produkcji. Informacje z tego zakresu są płaszczyzną integracji tego obszaru z różnymi dziedzinami działalności przedsiębiorstwa, m.in. także z rachunkiem kosztów. Integracja przetwarzania danych w postaci baz danych oraz możliwości bezpośredniego i natychmiastowego dostępu do niezbędnych informacji ekonomicznych stanowią nową jakość systemów informatycznych. W wyniku przenikania rachunkowości do sterowania produkcją następuje zacieranie się granic tradycyjnie pojmowanych podsystemów dziedzinowych.

Zarządzanie współczesnym przedsiębiorstwem produkcyjnym staje się niemożliwe bez korzystania z techniki komputerowej. Nie wystarczy jednak stosować lokalne sieci komputerowe czy aplikacje cząstkowe, bowiem swym zasięgiem obejmują jedną lub najwyżej kilka dziedzin zarządzania. Obecnie idealnym rozwiązaniem są kompleksowe, zintegrowane systemy informatyczne obejmujące wszystkie sfery działalności przedsiębiorstwa.

5. Zakończenie

Elastyczne oraz zintegrowane sterowanie produkcją daje możliwość realizowania zamówień w złożonych warunkach funkcjonowania przedsiębiorstwa. Kryteria te można spełnić wprowadzając modułową budowę systemu, stosując wieloaspektowe i sytuacyjne kryterium

optymalizacji, wykorzystując techniki symulacyjne przy poszukiwaniu rozwiązań optymalnych. Elastyczności sterowania produkcją sprzyja również stosowanie - na różnych szczeblach – zasady zarządzania przez wyjątki, skracanie okresu planowania jak również przyjmowanie – jako podstawowego komponentu elastyczności – rezerw zdolności produkcyjnej. Realizując proces integracji organizacyjno-informacyjnej, poprzez utworzenie wspólnej uniwersalnej bazy danych, scentralizowanie w komputerze zasadniczych, niejednokrotnie rozproszonych procedur – można osiągnąć zmniejszenie obciążenia komórek funkcjonalnych przedsiębiorstwa odpowiedzialnych za zarządzanie produkcją. Aby jednak zapewnić optymalizację ekonomiczną z punktu widzenia całości przedsiębiorstwa, konieczne jest integrowanie poszczególnych funkcji sterowania produkcją wokół wspólnego celu ekonomicznego i koordynacja rozwiązań odcinkowych, przyjmujące formę dodatkowego modułu zwanego „Sterowanie wynikiem". Zastosowanie tego modułu pozwala na wsparcie integracji organizacyjnej określoną formą integracji ekonomicznej, z jednoczesną integracją sterowania produkcją z podmiotowym rachunkiem kosztów i wyników. Przedstawione rozwiązanie można traktować jako zalążek controllingu w obszarze produkcji.

Literatura

[1] Griffin R.W.: Podstawy zarządzania organizacjami. Warszawa: PWN 1996.

[2] Jędralska K., Woźniak-Sobczak B.: System wdrażania controllingu w przedsiębiorstwie. Prace naukowe Akademii Ekonomicznej w Katowicach. Katowice 2000.

[3] Błoch H.: Controlling. Rachunkowość zarządcza. Seria Lektury Menedżera. Zarządzanie Finansami. Warszawa: CIM 1992.

[4] Habr J.,Veprek J.: Systemowa analiza i synteza. Warszawa: PWE 1976.

[5] Lis S. : Organizacja i ekonomika procesów produkcyjnych w przemyśle maszynowym. Warszawa: PWN 1984.

[6] Nowosielski S.: Zarządzanie produkcją – ujęcie controllingowe. Wydawnictwo Akademii Ekonomicznej we Wrocławiu. Wrocław: 2001.

[7] Nowosielski S.: System informacyjny w zarządzaniu produkcją. W: Materiały konferencyjne: Systemy informacyjne w zarządzaniu przedsiębiorstwem. Wrocław: AE 2000. Prace Naukowe Akademii Ekonomicznej we Wrocławiu nr 861.

[8] Nowosielski S.: Prognozowanie w zarządzaniu produkcją. W: Materiały konferencyjne: Prognozowanie w zarządzaniu firmą, Wrocław: AE 1998. Prace naukowe AE we Wrocławiu nr 808.

[9] Dobija M.: Elementy rachunkowości zarządczej. Warszawa: Fundacja Rozwoju rachunkowości w Polsce 1991.

Controlling in production management

Abstract

Actual economical circumstances that are in permanent alteration force economical enterprises to search for new managing methods that would contribute to company's performance improvement. Controlling, which is an effective component of management aiding tools, is just one of such methods and supports the company's executives to carry out their managing function, at strategic and long-term aspects as well as operational and current attitudes.

Assistance to the process of determining the company's objectives, including economical goals within the production area is an extremely important application field of controlling.

The main intent of production controlling, which is a part of the overall company's controlling system is, first and foremost, informational aid to different administrative functions, including planning, control and inspection activities that are performed on subsequent levels of production management. Co-ordination of decision making and production activities integrates all the company's subsystems that collaborate in the common business, which is the second but not less important task of controlling.

Effective and capable execution of the company's management functions with implementation of controlling methods requires, among other things, a operative informational system. This is a crucial network that collects, processes and provides all the data about the company's business, both historical ones and the ones that are used for planning and forecasting activities. Therefore, administrating any modern company without taking advantage of contemporary computer techniques is becoming impossible in more and more significant degree.

Recenzent: prof. dr hab. inz. Roman Magda

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 425–433

Henryk DŻWIGOŁ
Polskie Towarzystwo Controllingu

Zarządzanie procesem produkcji węgla

Słowa kluczowe

controlling - proces produkcji - decentralizacja procesu decyzyjnego - centrum kosztowe - proces budżetowania - rachunek kosztów

Streszczenie

Zarządzanie procesami produkcji w górnictwie węgla kamiennego ukierunkowane jest głównie na likwidację zbędnych zdolności produkcyjnych, poprawę jakości węgla, stworzenie optymalnego modelu produkcyjnego kopalni oraz wzrost wydajności, mechanizację robót pomocniczych, a także koncentrację produkcji i zmniejszenie zużycia mediów. Tak postawione cele wymagają zdecydowanych działań w zakresie wdrażania nowoczesnych rozwiązań techniczno-technologicznych oraz organizacyjnych. Niewątpliwie jednym z nich jest controlling, będący pomocnym narzędziem w procesie podejmowania decyzji, planowaniu i kontrolowaniu działalności przedsiębiorstwa. Może on być z powodzeniem wykorzystywany w zarządzaniu produkcją, rozumianym jako proces polegający na ustalaniu celów i zadań dla komórek produkcyjnych przedsiębiorstwa, zgodnych z jego interesami jako całości oraz powodowaniu, aby podejmowane decyzje i działania zapewniały najlepszy stopień ich realizacji.

1. Wstęp

Zmiany w zarządzaniu procesami produkcji węgla w spółkach węglowych realizowane są w obszarze stosowanej techniki i technologii (rozumianej jako przygotowanie frontu eksploatacyjnego, doboru maszyn i urządzeń do danych warunków górniczo-geologicznych oraz technologii wzbogacania węgla).

Zarządzanie procesami produkcji węgla w spółkach węglowych i kopalniach, jest ukierunkowane na:

- likwidację zbędnych zdolności produkcyjnych, poprzez likwidację całych kopalń lub ich części,
- poprawę jakości węgla handlowego,
- stworzenie optymalnego modelu produkcyjnego kopalni,
- koncentrację produkcji w przodkach eksploatacyjnych,
- wzrost wydajności w wykonywaniu wyrobisk korytarzowych,
- wzrost mechanizacji robót pomocniczych,
- zmniejszenie zużycia mediów (energii elektrycznej, cieplnej, wody itp.).

Przy dokonywaniu analizy wyników produkcyjnych spółek węglowych, a w szczególności prowadzonych procesów zmian w produkcji, należy brać pod uwagę trudną sytuację na rynkach węglowych, wiążącą się z nadprodukcją węgla kamiennego na świecie.

Analiza uzyskanych wyników techniczno-ekonomicznych w spółkach węglowych w zakresie produkcji i wzbogacania węgla pozwala stwierdzić, że na wyzwania, jakie stawia przed górnictwem sytuacja na rynkach zbytu węgla, przedsiębiorstwa te odpowiadają coraz wyższym poziomem koncentracji wydobycia, wyższą wydajnością pracy i coraz niższymi kosztami jednostkowymi sprzedanego węgla. Wymagało to jednak zdecydowanych działań zarządów spółek węglowych i kierownictw kopalń w zakresie wdrażania nowoczesnych rozwiązań techniczno-technologicznych oraz organizacyjnych.

2. Zarządzanie produkcją w ujęciu controllingowym

Wdrażanie controllingu w przedsiębiorstwach ma wówczas uzasadnienie, kiedy zarządzanie nimi jest zdecentralizowane. Jednostki wewnętrzne mają wtedy określone określone zadania i kompetencje oraz mogą być traktowane jako „centra".

Stosowanie controllingu w przedsiębiorstwie wymaga więc elastycznego procesu sterowania, decentralizacji procesu decyzyjnego, a przede wszystkim dużego poczucia odpowiedzialności pracowników. Ważnym jest, aby ustalić zadania i odpowiedzialność na możliwie najniższym poziomie, kierować przez uwzględnienie celów oraz wyzwolić zdolność integrowania się w sytuacjach wyjątkowych [1].

Tworzenie centrów odpowiedzialności nie jest wytworem mody, a wynika z potrzeby przesunięcia odpowiedzialności „w głąb" przedsiębiorstwa w sytuacji, kiedy kadra nie jest w stanie zajmować się wszystkimi problemami przedsiębiorstwa [1].

Nie wolno jednak planować optymalnego programu produkcji wyłącznie na podstawie kryteriów kosztowych, ale również należy uwzględniać kryteria dotyczące zysku. Każde przedsiębiorstwo potrzebuje produktów, które muszą wygospodarować jutrzejsze *cash-flow*. W przypadku spadku przychodów ze sprzedaży nie dającego się już zatrzymać należy szukać nowych produktów [2].

Zarządzanie przedsiębiorstwem w gospodarce rynkowej jest trudne, aby wspomóc ten proces konieczne jest stosowanie rachunkowości zarządczej. Podstawowym jej zadaniem jest efektywne wspomaganie procesu zarządzania nie tylko bieżącego, ale także trafny wybór decyzji rozwojowych przedsiębiorstwa [2].

Przy podejmowaniu decyzji, planowaniu, kontrolowaniu działalności przedsiębiorstwa wymagana jest znajomość metod wyodrębniania kosztów stałych i zmiennych. Do najczęściej stosowanych metod należą: analizy księgowe, pomiar inżynierski oraz metody, statystyczno-matematyczne [2].

Rachunek kosztów to ogół czynności zmierzających do ustalenia wysokości nakładów pracy żywej i uprzedmiotowionej, poniesionych w przedsiębiorstwie w określonym czasie i z określonym przeznaczeniem [2].

Roczny budżet całego przedsiębiorstwa (muster budget) jest podsumowaniem finansowym przewidywań zawartych we wszystkich szczegółowych budżetach. Odzwierciedla on wyniki planowanych decyzji operacyjnych i finansowych menedżerów [2].

Etapy zarządzania w przedsiębiorstwie poprzez budżety można określić jako występowanie nieustającego sprzężenia zwrotnego [2].

Budżetowanie kosztów stanowi wypracowanie racjonalnych zasad gospodarowania przez firmę oraz jej podmioty wewnętrzne i ustalenie niezbędnych kosztów [2].

Sporządzanie budżetu to efekt szeregu czynności, które składają się na proces budżetowania. Proces ten obejmuje: określenie przewidywanych kosztów i planowanych środków finansowych, realizacji budżetu jako wykonania zadań na podstawie planu budżetowego oraz kontroli budżetowej jako formy oceny bieżących wyników w stosunku do przyjętych zadań [2].

Bardzo ważne znaczenie dla celów informacyjnych, analitycznych i kontrolnych ma kwalifikacja kosztów. W celu realizacji zadań rachunek kosztów powinien spełnić wiele funkcji takich jak: dowodową, informacyjno-statystyczną, optymalizacyjną, analityczną, cenową, kontrolną i planistyczną [2].

Zarządzanie produkcją to zatem zintegrowane i zorientowane na cele przedsiębiorstwa ujęcie procesu decyzyjnego w obszarze produkcji. Ujęcie systemowe zorientowanego celowo zarządzania produkcją, w którym operacyjne zarządzanie produkcją jest podsystemem funkcjonującym w polu wyznaczonym przez zarządzanie strategiczne, wyraża się w koncepcji controllingowego zarządzania przedsiębiorstwem [2].

3. Warunki prowadzenia działalności produkcyjnej

Działalność produkcyjna stanowi zespół czynności prowadzonych w przedsiębiorstwie w celu wytworzenia i sprzedaży określonych co do asortymentu i ilości wyrobów (produktów) w ustalonym terminie. Produkt jest materialnym efektem działalności produkcyjnej a podstawowe czynności, które prowadzą do jego powstania, stanowią jego sedno.

Rodzaj produktu determinuje orientację produkcji na indywidualne zamówienie albo na rynek anonimowy (na magazyn), co z kolei wpływa na stopień powtarzalności (typ) produkcji i formy jej organizacji.

Dla zarządzania produkcją szczególnie istotną cechą wyrobu jest jego struktura wewnętrzna. Ze względu na stopień standaryzacji, określający udział liczby zunifikowanych i znormalizowanych części składowych wyrobu w ogólnej liczbie części w tym wyrobie może ona być:

- mało złożona – wyrób prosty (kilka poziomów montażu, jedna lub kilka faz technologicznych),
- bardzo złożona – wyrób złożony (kilkadziesiąt poziomów i wiele faz technologicznych).

Wysoki poziom złożoności wyrobu zwiększa zakres kooperacji wewnętrznej, komplikuje organizację przepływu międzywydziałowego, powoduje zwiększenie szczebli decyzyjnych planowania i sterowania produkcją. Działania zmierzające do zwiększenia stabilizacji warunków produkcyjnych i ograniczenia nadmiernego zakresu prac planistycznych, powodują stosowanie różnych form standaryzacji i typizacji, co z jednej strony prowadzi do skrócenia cyklu uruchomienia wyrobu i obniżki kosztów wytwarzania ale równocześnie ogranicza elastyczność asortymentową, powodując zawężenie oferty sprzedażnej. Wyjście z tego dylematu daje zasada konstrukcji modułowej, umożliwiająca mimo ograniczenia elementów składowych, oferowanie dużej liczby wariantów wyrobów [2].

Na sposób sterowania produkcją dominujący wpływ wywierają również charakter procesu produkcyjnego oraz formy jego organizacji. Ogólnie produkcję na zamówienie można zaklasyfikować do typu seryjnego i jednostkowego. Ma ona z reguły charakter nieustabilizowany co do asortymentu i ilości w czasie. Sterowanie takimi procesami, które z zasady są procesami mieszanymi (integracyjno-dezintegracyjnymi) o wielorakich powiązaniach i nawrotach stwarza wiele skomplikowanych problemów. Ich techniczno-organizacyjnym rozwiązaniem są centra

obróbcze i różne formy systemów produkcyjnych. Dają one możliwość koncentrowania operacji w jednym miejscu oraz szybkiego przezbrajania maszyn, co ułatwia efektywną i skuteczną realizację indywidualnych zamówień klientów. Światowe doświadczenia ostatnich lat wykazują, że najlepsze wyniki uzyskuje się przez kompleks działań zmierzających do minimalizacji cyklu produkcyjnego i maksymalizacji szybkości przepływu materiałów w trakcie procesu logistycznego, tj. począwszy od dostawców aż po odbiorców, co określa się mianem koncepcji *just in time.*

3.1. Czynniki determinujące prowadzenie działalności produkcyjnej

Dynamicznie zmieniające się warunki zewnętrzne, postęp techniczny, nowe technologie, skracanie się cyklu życia produktów powodują zawężanie się pola działania intuicyjnego i utrzymywanie przez przedsiębiorstwo orientacji zachowawczej (strategii pasywnej). Niezbędna staje się zatem umiejętność długofalowego przewidywania, myślenia strategicznego i dostosowywania się do zmiennych warunków funkcjonowania. Rośnie znaczenie monitoringu otoczenia czyli umiejętności wychwytywania słabych sygnałów o przyszłych trendach i nowych wzorcach wykorzystywania każdej szansy dla swojej firmy, m.in. także przekształcanie zagrożeń w szanse. Rynek konsumenta oznacza konieczność odejścia od klasycznej koncepcji produkcyjnej na rzecz koncepcji marketingowej, polegającej na podwyższeniu stopnia obsługi klienta i nadanie mu wysokiego priorytetu w hierarchii celów przedsiębiorstwa. Urynkowienie gospodarki powoduje, że na znaczeniu zyskuje produkcja zorientowana na indywidualne zamówienia klientów czyli wytwarzanie dóbr lub świadczenie usług określonemu odbiorcy. Produkcja na zamówienie ma miejsce wtedy, gdy wytwarza się to co już zostało formalnie sprzedane i odwrotnie: jeśli sprzedaje się to, co już zostało wyprodukowane, w praktyce określa się jako „produkcję na magazyn" czyli na „anonimowy rynek" [2].

3.2. Cele zarządzania produkcją

Zarządzanie produkcją jest procesem polegającym na ustalaniu celów i zadań dla komórek produkcyjnych przedsiębiorstwa, zgodnych z interesami przedsiębiorstwa jako całości oraz powodowaniu aby podejmowane decyzje i działania zapewniały najlepszy stopień ich realizacji.

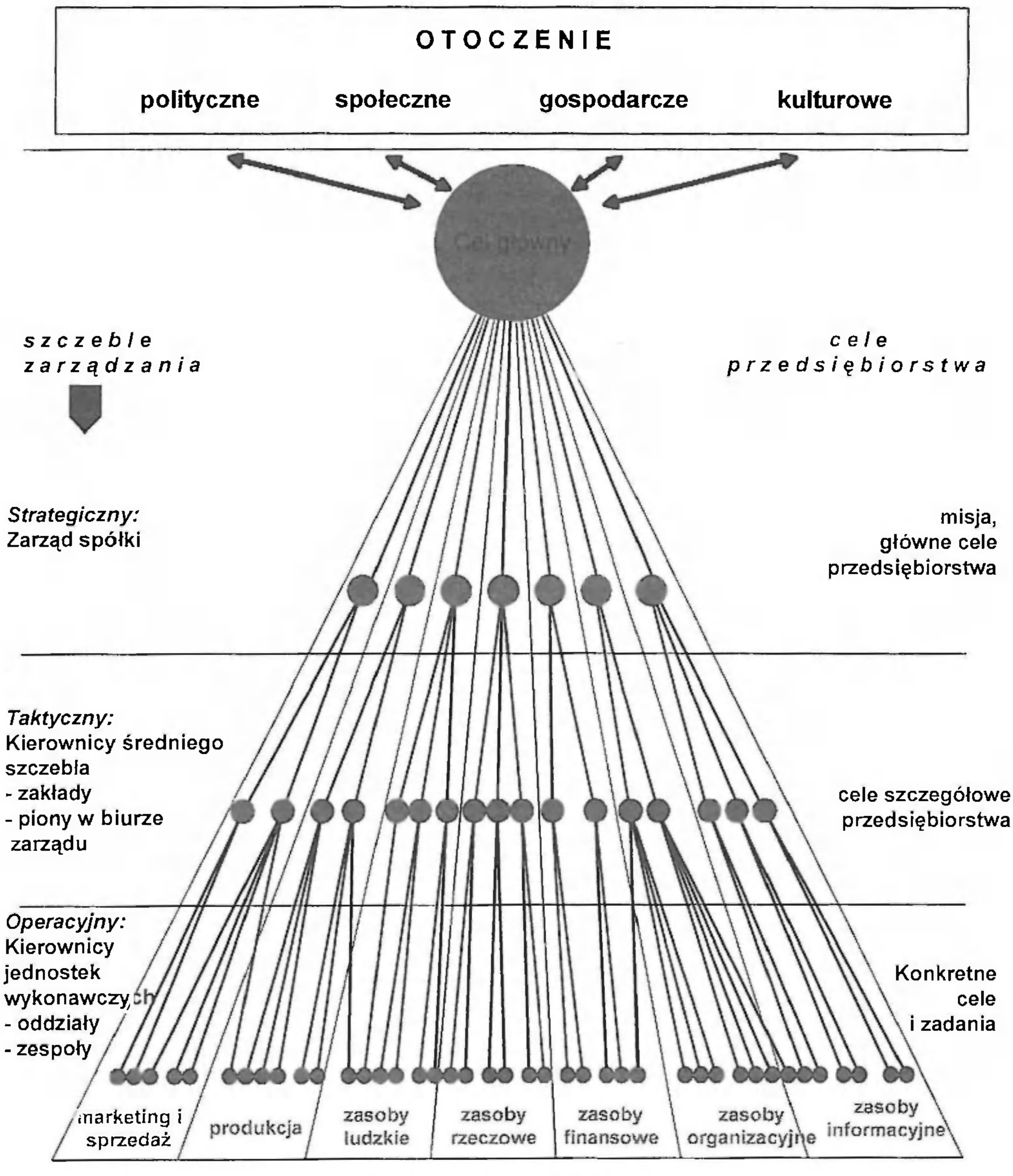
Zarządzanie produkcją traktuje się:

- instytucjonalnie – gdy ma się na myśli grupę osób, której powierzono w przedsiębiorstwie uprawnienia do wydawania poleceń w obszarze produkcji,
- funkcjonalnie – podejście to oznacza czynności (funkcje), które służą kierowaniu wszystkimi działaniami niezbędnymi do realizacji zadań produkcyjnych, które muszą być wykonane, jeśli przedsiębiorstwo chce osiągnąć swoje cele.

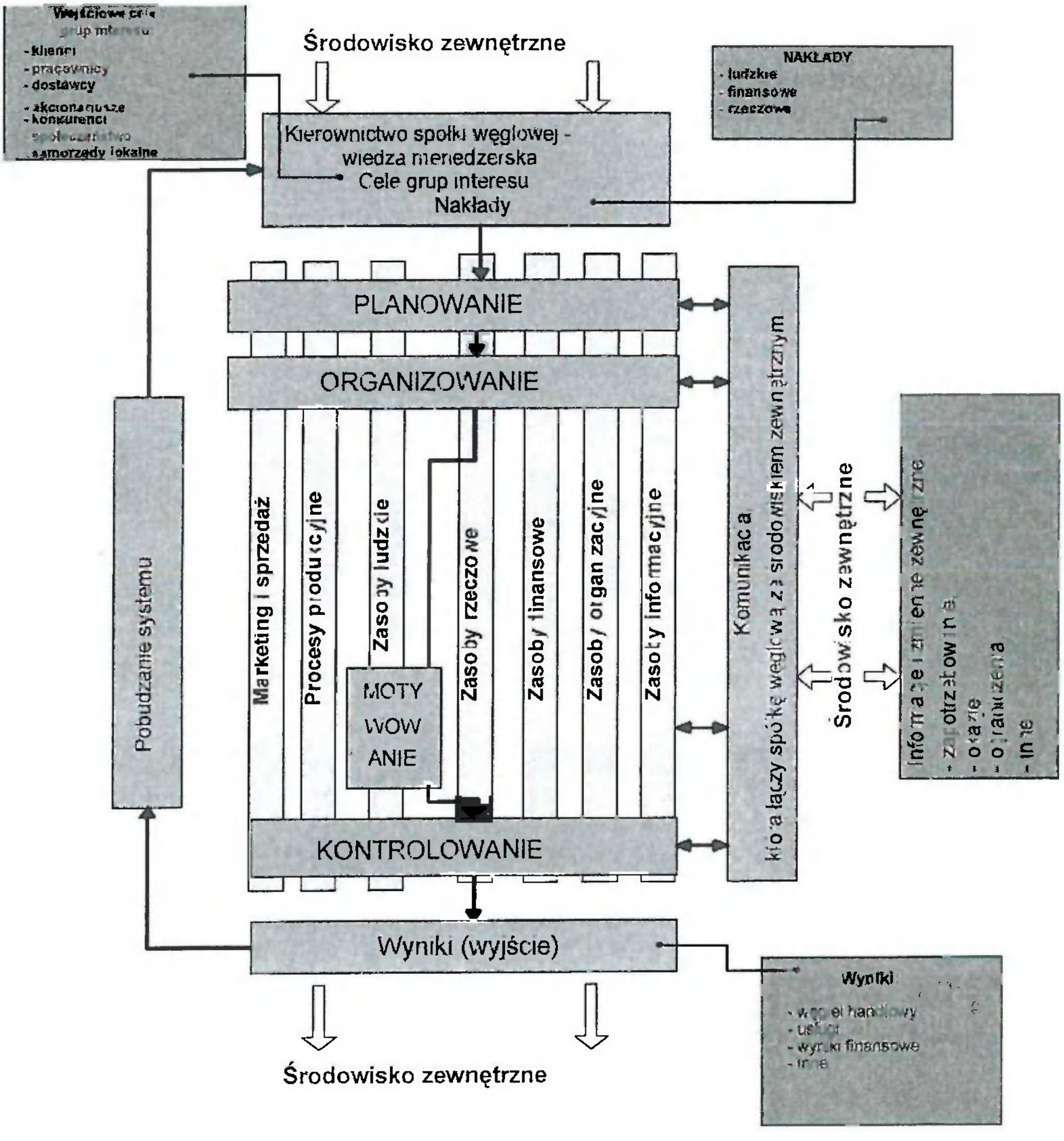
W praktyce obydwa podejścia występują nierozdzielnie.

Zarządzanie produkcją poprzez funkcje obejmuje się: planowanie, sterowanie (łącznie z organizowaniem i motywowaniem) i kontrolę.

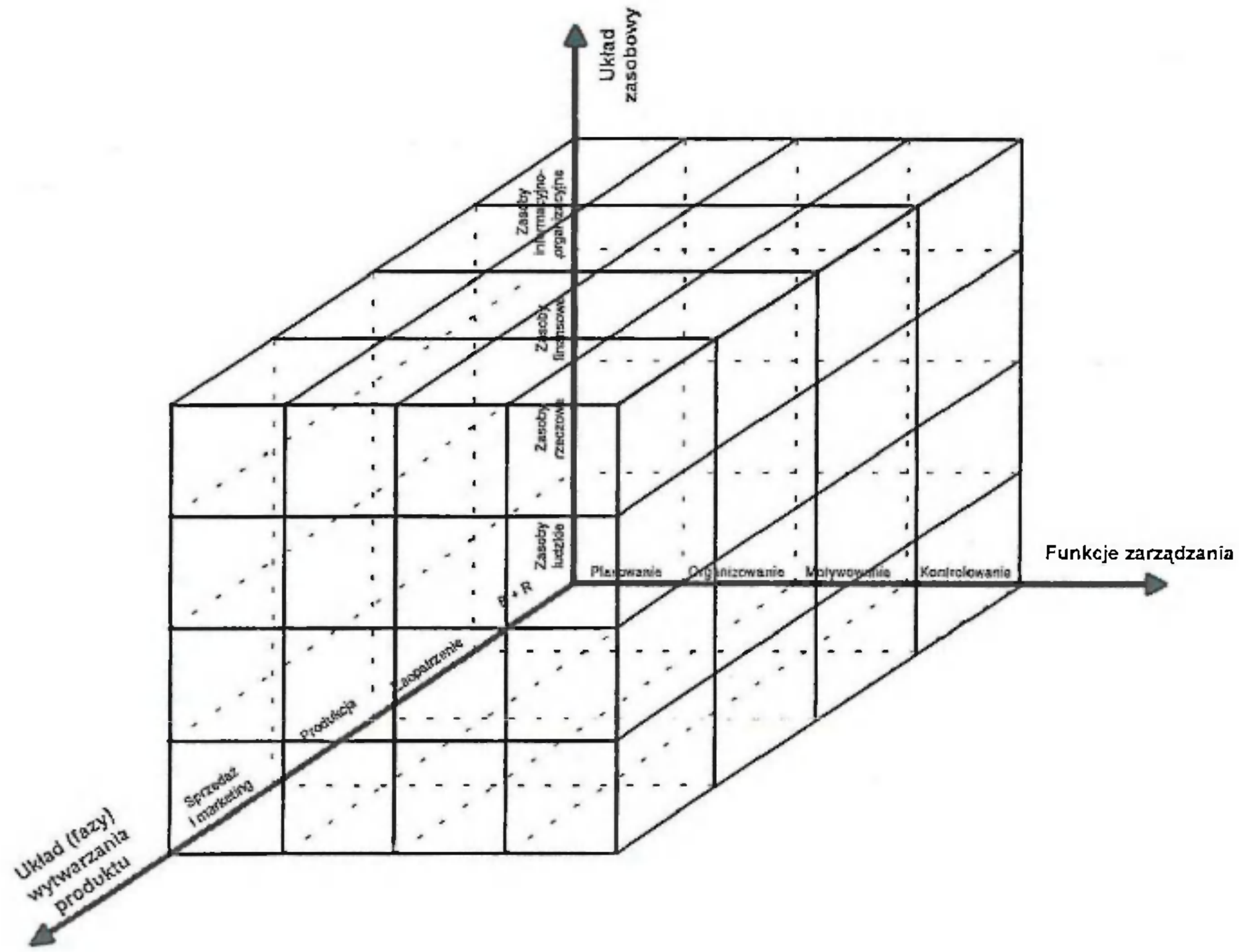
Planowanie wyznacza zadania sterowaniu i kontroli. W trakcie sterowania występują zakłócenia, które należy sygnalizować podsystemowi planowania w celu zmiany decyzji.



Rys. 3.1. Dekompozycja głównego celu spółki węglowej na cele szczegółowe oraz cele konkretne i zadania w odniesieniu do obszarów zarządzania oraz szczebli zarządzania
Fig. 3.1. Decomposition of the main goal objective of a coal company into detailed aims and individual goals and tasks with respect to management areas and administration levels



Rys. 3.2. System zarządzania spółką węglową
Fig. 3.2. Management system of a coal company



Rys. 3.3. Realizacja zadań w spółce węglowej jako suma elementarnych działań dotyczących poziomów podejmowania decyzji, funkcji zarządzania i zagadnień formalno-prawnych, metodologicznych i organizacyjno-decyzyjnych

Fig. 3.3. Performance of tasks in a coal company as a sum of elementary activities with respect to decision-making levels, functions of management operations and formal and legal issues along with methodological, organizational and decision-making matters

ZAGADNIENIA	SZCZEBEL DECYZYJNY		
	ZARZĄD	**ZAKŁAD, BIURO ZARZĄDU**	**ODDZIAŁ, ZESPÓŁ**
FORMALNO-PRAWNE	**DZIAŁANIA**		
METODOLOGICZNE	*- realizacja funkcji zarządzania:* *- planowania,* *- organizowania* *- motywowania,* *- kontroli.*		
ORGANIZACYJNO-DECYZYJNE			

Rys. 3.4. Macierz zadania

Fig. 3.4. Task matrix

Podsystem sterowania również wyznacza zadania podsystemowi kontroli, ten zaś informuje oba wymienione systemy.

Zarządzania produkcją nie można sprowadzać wyłącznie do działalności operatywnej. Na efektywność tej działalności w zasadniczy sposób wpływają decyzje i przedsięwzięcia o charakterze strategiczno-taktycznym, wywołujące istotne zmiany ilościowe, strukturalne i jakościowe w obszarze produkcji, których skutki, w odróżnieniu od działalności operatywnej, są długotrwałe i zazwyczaj nieodwracalne.

Zarządzanie produkcją należy więc widzieć jako:

- system powiązanych wzajemnie szczebli decyzyjnych, w którym decyzje strategiczne określają ramy pola manewru decyzyjnego szczebla taktycznego i operatywnego,
- jeden z podsystemów zarządzania przedsiębiorstwem [2].

Podstawowym warunkiem prawidłowej realizacji funkcji zarządzania produkcją jest właściwe określenie jego celów. Cele zarządzania produkcją wynikają wprost z celów przedsiębiorstwa. Najogólniej dają się one podzielić na:

- rzeczowe – kształtowane przez rynki zbytu, dotyczą głównie struktury ilościowo-asortymentowej produkcji oraz terminów realizacji,
- ekonomiczne – wynik operacyjny, rentowność produkcji.

W warunkach produkcyjnych stosowane rozwiązania mogą mieć charakter mieszany, a podstawowym kryterium efektywności powinna być minimalizacja sumy nakładów oraz strat wywołanych zakłóceniami w procesie produkcyjnym [2].

Literatura

[1] Mańka J.: „Controlling w zarządzaniu przedsiębiorstwem, w: Rachunkowość, system informacyjny controllingu"; praca zbiorowa pod red. E.Nowaka, Armo-Twig, Wrocław 1993 r.

[2] Nowosielski S.: „Centra kosztów i centra zysku w przedsiębiorstwie", Wydawnictwo Akademii Ekonomicznej im. Oskara Langego we Wrocławiu, Wrocław 2001 r., s. 7.

[3] Hilmar J. Vollmuth. „Controlling", Analizy operacyjne. Analizy strategiczne, Agencja Wydawnicza „Placet", Warszawa 1997, s. 73-281.

[4] Gabrusiewicz W., Kamela-Sowińska A., Poetschke H.: „Rachunkowość zarządcza", Polskie Wydawnictwo Ekonomiczne, Warszawa 1998 r., s. 11.

[5] Wermut J.: „Rachunkowość zarządcza. Rachunek kosztów i wyników w podejmowaniu decyzji" ODDK, Gdańsk, s. 16-27.

[6] Matuszewicz J.: „Rachunek kosztów, Finans-Servis, Warszawa 1994 r., s. 5.

[7] Horngren C. T., Foster G., Datar S. M., Rost Accounting. A.Managerial Emphasis, Prentice-Hall International, Inc. 1994 r., s. 183.

[8] Drury C.: Rachunek kosztów, WNPWN, Warszawa 1995 r., s. 370-372.

[9] Leszczyński Z., Wnuk T.: Controling, Fundacja Rozwoju Rachunkowości w Polsce, Warszawa 1999 r., s. 28.

[10] Praca zbiorowa pod red. E. Nowaka: „Budżetowanie kosztów", Zasady i procedury sporządzania budżetu kosztów w przedsiębiorstwie, Rozwiązanie dotyczące budżetowania podstawowych kategorii kosztów działalności przedsiębiorstw, Kontrola budżetowania kosztów, Ośrodek Doradztwa i Doskonalenia Kadr Sp. z o.o., Gdańsk 1999 r., s. 9.

[11] Praca zbiorowa pod redakcją K. Sawickiego: „Rachunek kosztów" – Tom I, Fundacja Rozwoju Rachunkowości w Polsce, Warszawa 1996 r., s. 43-45.

[12] Nowosielski S.: Podstawy controllingu w zarządzaniu produkcją. Wrocław, AE 1994.

[13] Kral. Z.: Podstawy organizacji przygotowania produkcji. Wrocław, PW 1985, s. 410.

[14] Hahn D., Lassman G.: Produktionswirtschaft-Controling industreller Produktion. Bd 1Heidelbeg: Physica – Velag 1990, s. 180.
[15] Zapfel G.: Strategisches Produktions-Management. Berlin – New York: Walter de Gruyter 2989, s. 69.
[16] Nowosielski S.: „Zarządzanie produkcją. Ujęcie controllingowe", Wydawnictwo Akademii Ekonomicznej im. Oskara Langego we Wrocławiu, Wrocław 2001 r., s. 64.

Managing of the coal production process

Abstract

Managing the production processes within hard coal mining sector is targeted mainly to winding down redundant productive capacities, improving coal quality, working out an optimal production process of a coal mine and increase in production efficiency, along with mechanization of supplementary work and concentration of production capacities and decreasing of media consumption.

The presented objectives require urgent and decisive activities with regard to application of new technical, technological and organizational solutions. Undoubtedly, controlling belongs to contemporary and efficient methods and serves as a useful tool in the processes of decision making, planning and inspection of the company's activities. It can be successfully implemented to production management, which is understood as the process that consists on the one hand in determining goals and tasks for production units of a company, whereas those partial aims mach the good sake of the company as a whole. On the other hand, the decisions made and measures taken should be of such a character that realization thereof should be realistic in the highest possible degree.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Roman Magda

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str.435–449

Andrzej GRABOWSKI, Marek URBAŚ
KWK „Kazimierz-Juliusz", Sosnowiec, marketing@coig2.katowice. pl

Odwodnienie zbiornika W-50 w aspekcie eksploatacji pokładu 510 w KWK „Kazimierz–Juliusz" w Sosnowcu

Słowa kluczowe

zagrożenie wodne - odwodnienie kopalń

Streszczenie

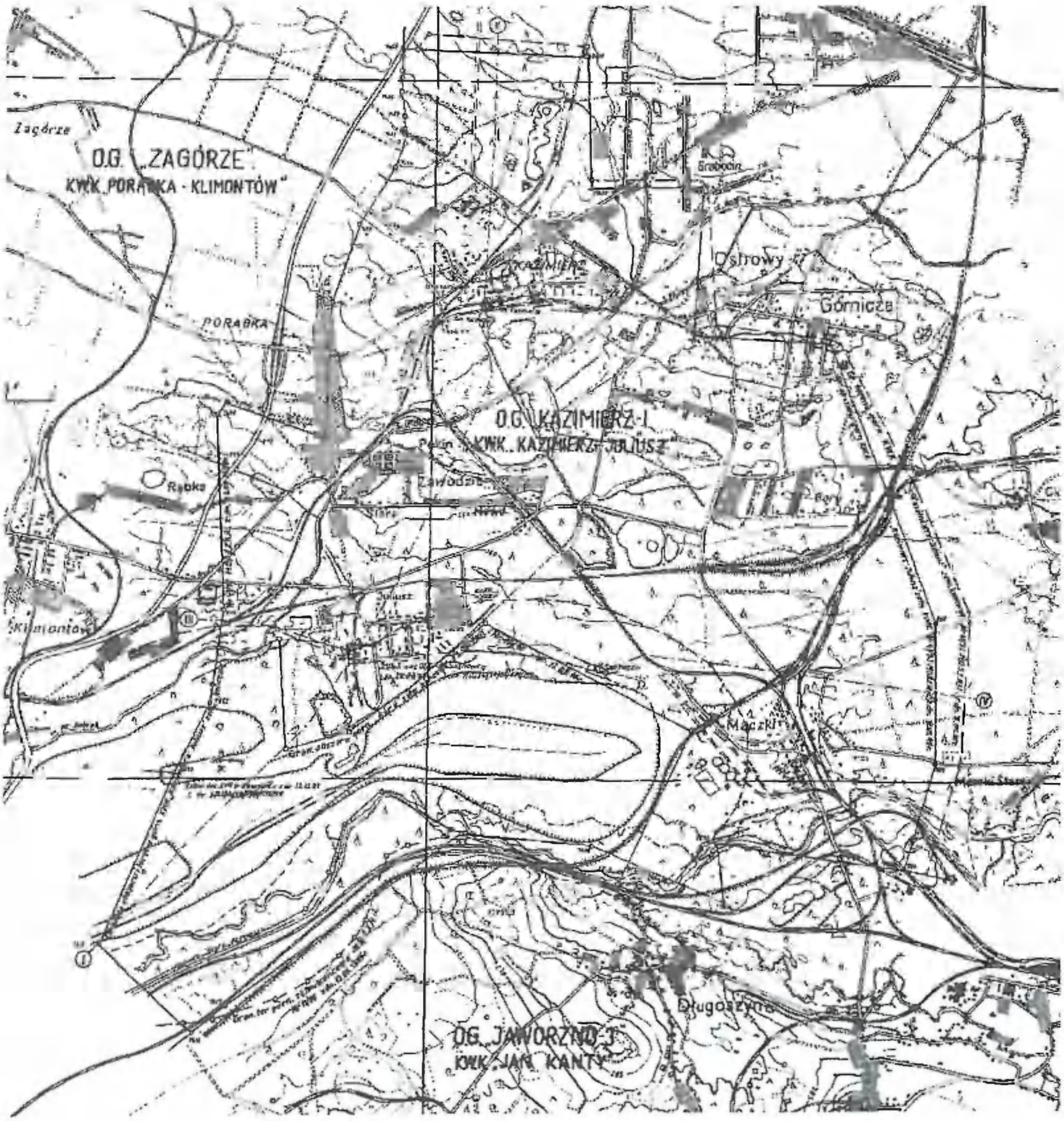
Kopalnia „Kazimierz-Juliusz" w partii Maczki-3 prowadziła eksploatację warstwy V podstropowej pokładu 510 systemem ścianowym z zawałem stropu w rejonie przyległym do zbiornika wodnego W-50 (1969) zlokalizowanego w zrobach pokładu 510 byłej kopalni „Feliks II", pozostawiając filar bezpieczeństwa od zbiornika wodnego ustanowiony decyzją OUG w Sosnowcu. Aktualnie eksploatowana jest IV warstwa pokładu ścianą 247. Kolejne ściany w pokładzie 510 w partii M-3 przesuwają się z eksploatacją od południa w kierunku północnym tj. w kierunku zbiornika W-50 (1969). Eksploatacja IV warstwy pokładu 510 zgodnie z Planem Ruchu na lata 2001–2003 prowadzona jest wg wariantu z pozostawieniem filara bezpieczeństwa od zbiornika wodnego w każdej eksploatowanej warstwie. Szerokość filara w każdej następnej warstwie jest większa. W ostatniej eksploatowanej warstwie jego szerokość wynosić będzie około 228 m. Taki sposób eksploatacji nie pozwala na racjonalną gospodarkę złożem oraz likwidację źródła zagrożenia wodnego. Kopalnia kierując się możliwością pozyskania węgla w ilości około 2,7 mln ton do wydobycia zdecydowała się na odwodnienie zbiornika wodnego W-50 (1969) w zrobach pokładu 510. Zlikwidowane będzie tym samym źródło zagrożenia wodnego.

Wstęp

Kopalnia „Kazimierz-Juliusz" w partii Maczki-3 prowadzi eksploatację warstwy IV pokładu 510 systemem ścianowym z zawałem stropu w rejonie przyległym do zbiornika wodnego W-50 (1969) zlokalizowanego w zrobach pokładu 510 byłej kopalni „Feliks II", pozostawiając filar bezpieczeństwa od zbiornika wodnego ustanowiony decyzją OUG w Sosnowcu. Aktualnie eksploatowana jest ściana 247. Kolejno wybierane ściany w pokładzie 510 w partii M-3 przesuwają się z eksploatacją od południa w kierunku północnym tj. w kierunku zbiornika W-50 (1969).

Eksploatacja IV warstwy pokładu 510 zgodnie z Planem Ruchu na lata 2001–2003 prowadzona jest wg wariantu z pozostawieniem filara bezpieczeństwa od zbiornika wodnego w każdej eksploatowanej warstwie. Szerokość filara w każdej następnej warstwie jest większa.

W ostatniej eksploatowanej warstwie jego szerokość wynosić będzie około 228 m. Taki sposób eksploatacji nie pozwala na racjonalną gospodarkę złożem oraz likwidację źródła zagrożenia wodnego.



Rys. 1.1. Wycinek mapy sytuacyjnej z lokalizacją Obszaru Górniczego KWK „Kazimierz-Juliusz" Sp. z o. o. w Sosnowcu
Fig. 1.1. The segment of the situational map with mining area location of the „Kazimierz-Juliusz" Ltd colliery in Sosnowiec

1. Budowa geologiczna

Stratygrafia i litologia

Partia M-3 położona jest we wschodniej części obszaru górniczego kopalni „Kazimierz-Juliusz" (rys. 1.1). W budowie geologicznej biorą udział utwory czwartorzędu, triasu oraz utwory karbonu produktywnego.

Utwory czwartorzędowe

Pokrywają cały obszar Partii M-3 i reprezentowane są przez holoceńskie piaski pylaste lub gliniaste, gliny i namuły rzeczne oraz plejstoceńskie utwory piaszczyste – różnoziarniste piaski i żwiry, zawodnione często o charakterze kurzawkowym. Miąższość czwartorzędu jest zmienna i waha się od 2,5 m w zachodniej części rejonu do 50 m w części południowej.

Utwory triasowe

Występują fragmentarycznie w formie izolowanych zerodowanych płatów, o miąższości dochodzącej do kilkunastu metrów. Reprezentowane są przez osady wapienia muszlowego i pstrego piaskowca. Wapień muszlowy wykształcony jest w postaci wapieni gogolińskich, krystalicznych i skrytokrystalicznych. Pstry piaskowiec wykształcony jest w postaci piasków kwarcowych i arkozowych o różnym uziarnieniu, przechodzących w słabo zwięzłe piaskowce.

Całkowita miąższość nadkładu na omawianym obszarze mieści się w przedziale od 2,5 do 50 m. W rejonie szybów Kronenberg i Gustaw oraz w rejonie wychodni pokładu 510 łączna miąższość utworów nadkładu wynosi od około 15 do 18 m.

Utwory karbonu

Utwory karbonu produktywnego reprezentowane przez warstwy orzeskie, rudzkie, siodłowe, porębskie, jaklowieckie i gruszowskie.

Warstwy orzeskie, stanowiące najwyższe ogniwo karbonu, obejmują pokłady od 331 do 364. Wykształcone są w facji ilasto-piaszczystej, przy czym część górną (po pokład 325) cechuje znaczny udział piaskowców średnio i gruboziarnistych, osiągających niejednokrotnie miąższość do 30 m. Środkowa część kompleksu zbudowana jest z naprzemianległych warstw łupków i piaskowców średniozwięzłych o spoiwie ilastym, rzadziej krzemionkowym. Dolna część charakteryzuje się przewagą utworów ilastych i mułowcowych. Osady ilaste cechuje zmienne zapiaszczenie, najczęściej są one równolegle uławicone. Pokłady węgla warstw orzeskich cechują się nieregularnością zalegania oraz dużą zmiennością miąższości i jakości. Grubość pokładów waha się od 0,2 do 2,0 m. Łącznie miąższość warstw orzeskich dochodzi do 360 m.

Warstwy rudzkie o grubości około 120 m obejmują pokłady 401–418. Warstwy górnorudzkie (do pokładu 407) wykształcone są głównie w facji ilastej z wkładkami piaskowców. Łupki charakteryzują się zmiennym zapiaszczeniem i na ogół dość dobrym warstwowaniem.

Warstwy dolnorudzkie wykształcone są jako piaskowce i mułowce z cienkimi warstwami iłowców. Pod względem uziarnienia są to piaskowce drobno i średnioziarniste, przechodzące miejscami w zlepieńce, głównie kwarcowe o spoiwie ilasto-krzemionkowym. Grubość serii piaskowcowej, występującej nad pokładem 510, waha się od 30 do 50 m. Miąższość pokładów w warstwach rudzkich waha się od 0,2 do 2,3 m.

Warstwy siodłowe wykształcone są w postaci iłowców, pośród których występuje pokład 510, którego miąższość waha się w dużych granicach tj. od 1,0 do 21,6 m. Całkowita grubość warstw siodłowych wynosi od kilku do 35 m.

Charakterystykę pozostałych ogniw stratygraficznych karbonu produktywnego, pominięto z uwagi na brak związku z tematem artykułu.

Tektonika

W granicach obszaru górniczego KWK „Kazimierz-Juliusz" występują dwa elementy strukturalne: niecka bytomsko – kazimierzowska i kopuła maczkowska, stanowiąca przedłużenie elewacji siodła głównego w kierunku na E.

Partia M-3 położona jest we wschodniej części niecki bytomsko – kazimierzowskiej ograniczonej z dwóch stron dużymi uskokami oraz kopułą maczkowską. Rozciągłość warstw karbońskich W-E nie jest zgodna z osią niecki bytomsko – kazimierzowskiej. W części północnej omawianego obszaru warstwy zapadają na południe pod kątem 18 – 24°. W części południowej natomiast warstwy zapadają na północ pod katem dochodzącym do 50°. Oś tej struktury tektonicznej przebiega mniej więcej wzdłuż chodnika 44 bdw w pokładzie 510.

Partia M-3 ograniczona jest dyslokacjami tektonicznymi:

- od wschodu uskokiem Dorota o przebiegu NNW-SSE, zrzucie ok. 100 – 280 m na W,
- od południa uskokiem o przebiegu NW-SE, zrzucie około 20 – 80 m na SW,
- od zachodu strefą tektoniczną o przebiegu NW-SE (na południu) i N-S (na północy) składającą się z kilku uskoków i łącznym zrzucie od kilkunastu do 270 m na W.

Ponadto wewnątrz Partii M-3 występuje szereg uskoków o mniejszych zrzutach wynoszących od 0,5 do 4,0 m. Przebieg większości tych uskoków jest zbliżony do kierunku SW-NE. Zrzucają one warstwy zarówno w kierunku SE jak i NW. Przebiegi oraz zrzuty w/w uskoków zostały rozpoznane i zbadane wyrobiskami górniczymi.

2. Warunki hydrogeologiczne

W Partii M-3 występują 3 piętra wodonośne związane z utworami czwartorzędowymi, triasowymi i karbońskimi.

Czwartorzędowe piętro wodonośne

Czwartorzędowe piętro wodonośne związane jest z wodoprzepuszczalnymi osadami rzecznymi i fluwioglacjalnymi. W południowej części omawianego obszaru dominują piaski różnej granulacji i żwiry, przewarstwione iłami zastoiskowymi. Osady zastoiskowe rozdzielają piętro wodonośne na 2–3 poziomy wodonośne. Miąższość czwartorzędu osiąga tu 40 – 50 m. Dalej w kierunku północnym, gdzie maleje miąższość osadów czwartorzędowych, występuje generalnie jeden poziom wodonośny, lokalnie rozdzielonych na dwa poziomy przewarstwieniem utworów nieprzepuszczalnych. Występowanie osadów spoistych nie jest ciągłe, co umożliwia łączność hydrauliczną między poszczególnymi warstwami wodonośnymi. Na przeważającej części OG, górna warstwa wodonośna jest odsłonięta i zwierciadło wody ma charakter swobodny. W niższych warstwach wodonośnych, zwierciadło wody może być lokalnie lekko napięte.

Zasilanie czwartorzędowego piętra wodonośnego odbywa się bezpośrednio poprzez infiltrację wód opadowych. Średnia wartość wskaźnika infiltracji opadów atmosferycznych dla pia-

sków średnioziarnistych, które występują w podglebiu na przeważającej części omawianego obszaru wynosi ω = 0,20 i oscyluje w przedziale od 0,15 do 0,30 w zależności od morfologii i pokrycia terenu. Wartości wyższe dotyczą terenów płaskich i wklęsłych, pokrytych lasem. Czwartorzędowe piętro wodonośne pozostaje w ścisłym kontakcie hydraulicznym z płytkimi zrobami pokładu 510 oraz wychodniami piaskowców karbońskich, zasilając je swoimi wodami.

Triasowe piętro wodonośne

Piętro to na omawianym terenie jest bardzo słabo rozpoznane, ze względu na występowanie triasu w formie odizolowanych płatów. Najprawdopodobniej, analogicznie jak i na sąsiednich obszarach gdzie występują warstwy triasowe, mamy do czynienia z dwoma poziomami wodonośnymi w triasie: I-szym związanym z wapieniami wapienia muszlowego, II-gim związanym z piaskami pstrego piaskowca, przy czym można przypuszczać, iż oba poziomy są ze sobą połączone.

Triasowe poziomy wodonośne zasilane są wodami opadowymi na wychodniach lub poprzez przepuszczalny nadkład czwartorzędowy. Zwierciadło wody ma charakter swobodny. Brak jest danych dotyczących głębokości jego występowania. Zawodnione utwory wodonośne triasu zalegają bezpośrednio na utworach karbońskich i mają wpływ na ich zawodnienie. Pozostają również w ścisłym związku hydraulicznym z zawodnionymi utworami czwartorzędowymi.

Warunki hydrogeologiczne w karbonie

W utworach karbonu występuje szereg poziomów wodonośnych związanych z piaskowcami warstw orzeskich, rudzkich i siodłowych. Są to poziomy wód podziemnych o typie szczelinowo-porowym.

Z dotychczasowych obserwacji wynika, że piaskowce karbońskie na większych głębokościach charakteryzują się bardzo małą porowatością i są słabo przepuszczalne. Do wzrostu przepuszczalności dochodzi najczęściej w rejonach występowania spękań i szczelin poeksploatacyjnych oraz tektonicznych, które ułatwiają migrację wód. W tej sytuacji zasadniczy wpływ na zawodnienie kopalni ma zasilanie karbonu ze strony zawodnionych warstw czwartorzędowego nadkładu.

W Partii M-3 stwierdza się występowanie 4 wodonośnych poziomów wodonośnych zalegających:

I poziom spągu pokładu 329; piaskowce drobno i średnioziarniste o miąższości 10-50 m i współczynniku filtracji około $3,48 \times 10^{-6}$ m/s,

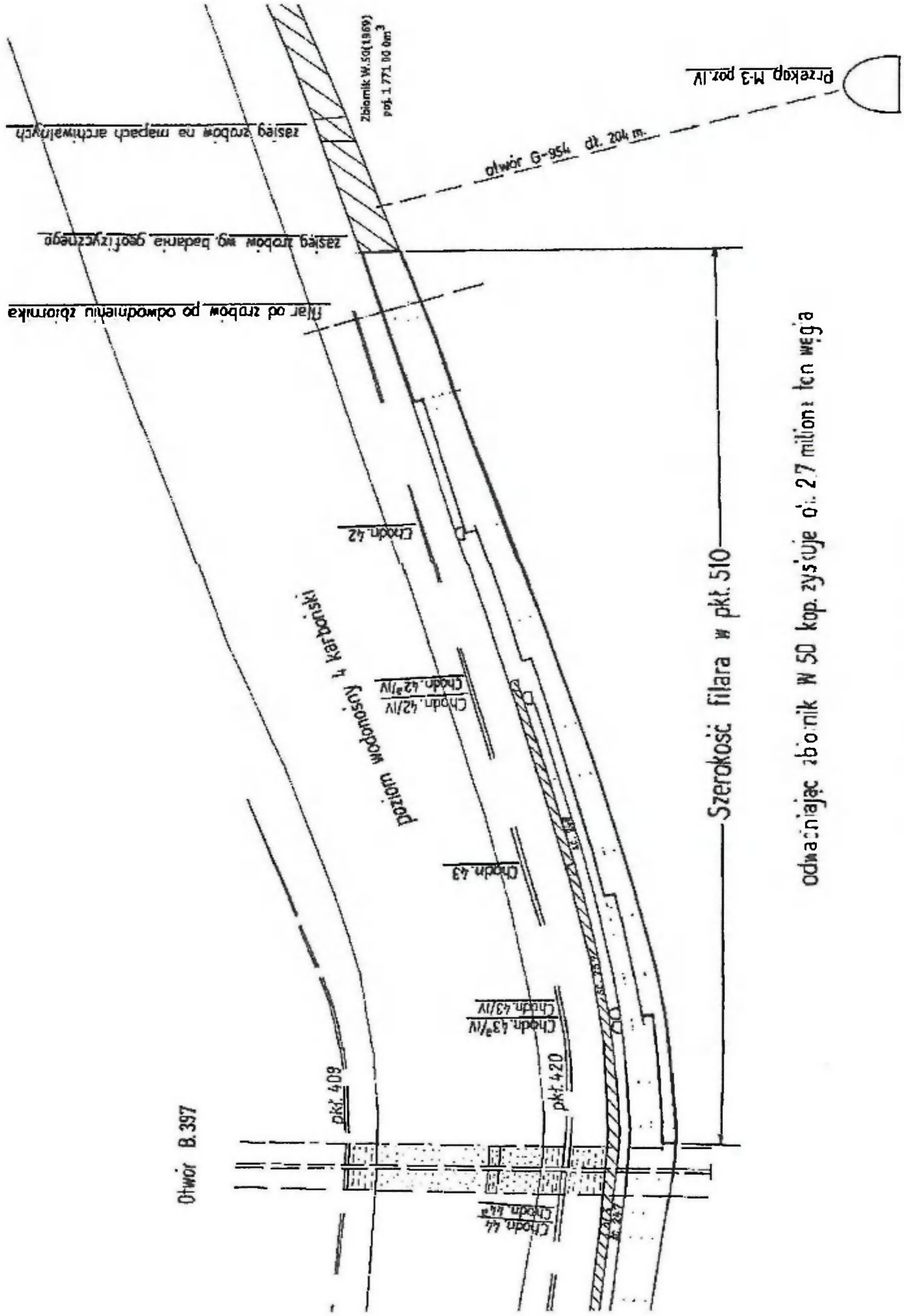
II poziom stropie pokładu 349; piaskowce jw. o miąższości ok. 20 m i współczynniku filtracji ok. $6,02 \times 10^{-7}$ m/s,

III poziom w stropie pokładu 408; piaskowce jw. o miąższości 10-20 m i współczynniku filtracji ok. $9,5 \times 10^{-5}$ m/s,

IV poziom w stropie pokładu 510; piaskowce zwane nadredenowskimi, o miąższości od 20 do 50 m i współczynniku filtracji ok. $7,46 \times 10^{-6}$ m/s (rys. 2.1).

Zawodnienie tych piaskowców rzutuje na zawodnienie wyrobisk kopalni. Obszar alimentacji piaskowców znajduje się w północnej części rejonu.

Badania przeprowadzone na próbkach piaskowców zalegających nad pokładem 510 wykazały niskie współczynniki filtracji piaskowców rzędu 10^{-8} m/s, a tylko w jednym przypadku uzyskano $5,9 \times 10^{-6}$ m/s. Wytrzymałość na ściskanie tych piaskowców wahała się od 27,6 MPa do 49,76 MPa i średnio wynosiła 37,1 MPa.



Rys. 2.1. Przekrój przez Partię M-3
Fig. 2.1. The cross section of the M-3 deposit part

O zawodnieniu utworów karbońskich decyduje infiltracja wód opadowych, bezpośrednio lub poprzez warstwy nadkładu. Podstawowym rejonem infiltracji wód opadowych w głąb górotworu jest rejon wychodni warstw siodłowych, gdzie roboty górnicze prowadzone były od powierzchni terenu odkrywkami a następnie kontynuowane metodą podziemną. Infiltracja wody w głąb górotworu jest ułatwiona poprzez stare zroby, które w Partii M-3 występują od powierzchni do głębokości około 370 m. Średnia wartość wskaźnika infiltracji opadów atmosferycznych wynosi $\omega = 0,20$ i oscyluje w przedziale od 0,15 do 0,30 w zależności od morfologii i pokrycia terenu. Dla terenów płytkich zrobów może wynieść nawet 30 - 40 % wysokości opadu.

3. Warunki górnicze

3.1. Eksploatacja dokonana

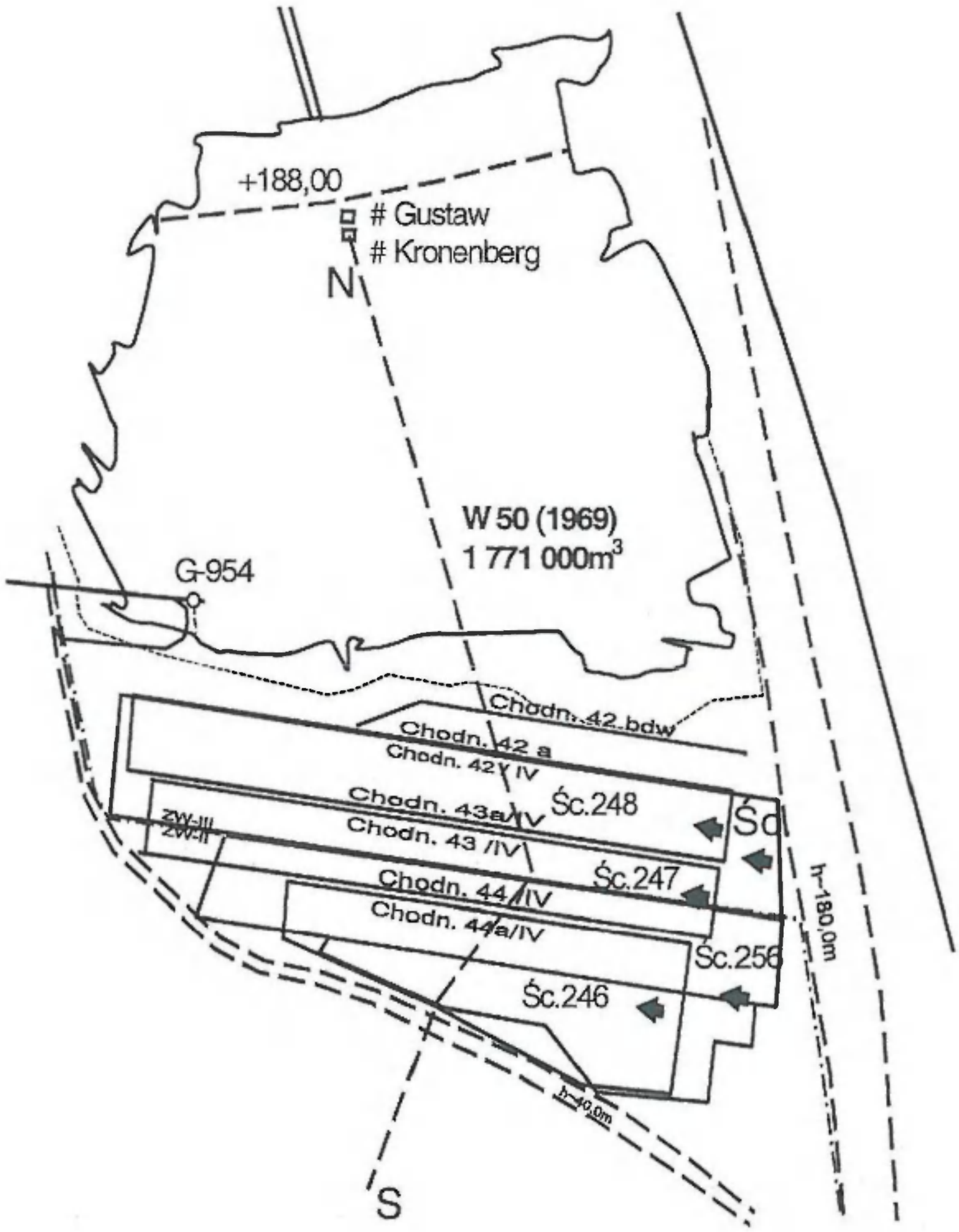
W przedmiotowej partii złoża eksploatowano do tej pory tylko pokład 510 w dwóch rejonach:

1. rejon I – północny,
2. rejon II – południowy.

W rejonie I pokład 510 eksploatowany był w okresie od 1825 do 1903 roku. Od 1825 do 1829 roku eksploatację prowadzono systemem odkrywkowym na wychodniach pokładu, po wcześniejszym usunięciu kilkumetrowego nadkładu. W latach następnych udostępniono głębsze partie pokładu szybami Kronenberg i Gustaw o głębokościach wynoszących odpowiednio 252,5 i 52,0 m. Eksploatację prowadzono systemem zabierkowym z zawałem stropu. Grubość pokładu wynosiła 3,5 – 10,0 m, średnio 6,0 m. Głębokość eksploatacji nie przekroczyła 370 m. Po zakończeniu eksploatacji w odizolowanych zrobach tej partii pokładu utworzył się zbiornik wód dołowych W-50 (1969) (rys. 3.1).

W rejonie II od 1990 roku rozpoczęto wykonywanie robót przygotowawczych w celu udostępnienia tej partii pokładu. Z przekopu M-3 na poziomie 563 m wykonano szereg wyrobisk udostępniających i badawczych dla rozpoznania miąższości i zalegania pokładu oraz tektoniki złoża. Roboty eksploatacyjne rozpoczęto ścianą 255 w lipcu 1996 roku, w południowej części rejonu. Następnie prowadzono ściany 256 i 257. W/w ścianami eksploatowano V warstwę (podstropową) pokładu 510 systemem ścianowym z zawałem stropu na wysokość 3,0 m. Północną granicę eksploatacji V warstwy pokładu stanowił chodnik 42^a, który znajdował się w odległości około 100 – 185 m od południowego przypuszczalnego zasięgu zbiornika W-50 (1969).

W roku 2002, w części południowej rejonu, zakończono eksploatację IV warstwy pokładu ścianą 246. Ściana prowadzona była systemem ścianowym z zawałem stropu na wysokość 3,0 m, z pozostawieniem 0,4 m półki węglowej pomiędzy warstwami. Aktualnie eksploatowana jest ściana 247 (rys. 3.1).



Rys. 3.1. Mapka poglądowa pokładu 510 z obrysem zbiornika W-50(1969) i robotami górniczymi
Fig. 3.1. The view map of the coal seam 510 with water reservoir W-50(1969) contour and mining works

3.2. Eksploatacja projektowana

Aktualnie w Partii M-3 prowadzona jest eksploatacja pokładu 510 ścianą 247 w warstwie IV (drugiej od stropu) systemem ścianowym z zawałem stropu na wysokość 3,0 m z pozostawieniem 0,4 metrowej półki pomiędzy warstwami. Następnie przewiduje się eksploatację ściany 248 również systemem ścianowym z zawałem stropu z takimi samymi parametrami eksploatacyjnymi. Północną granicę dla tych ścian stanowić będzie chodnik 42/IV położony w odległości około 100 – 190 m od południowej granicy zbiornika W-50 (1969) (rys. 3.1). Kopalnia rozważa możliwość eksploatacji fragmentu pokładu 510 położonego na północ od chodnika 42/IV.

Z uwagi na bliskie sąsiedztwo zbiornika wód dołowych W-50 (1969), należało określić bezpieczną, północną granicę dla tej eksploatacji ze względu na zagrożenie wodne. GIG w swoim opracowaniu przedstawił dwa warianty poprowadzenia tej eksploatacji. [14] Sposoby bezpiecznego prowadzenia eksploatacji w rejonie zbiornika przedstawiono w rozdziale 5.

Eksploatacja pokładu 510 prowadzona jest w partii złoża zaliczonej do II i III stopnia zagrożenia wodnego wyznaczonego z uwagi na występujący w zrobach tegoż pokładu dołowy zbiornik wód podziemnych W-50 (1969) oraz zalegające w stropie pokładu zawodnione piaskowce karbońskie. Ponadto omawiana partia pokładu zaliczona jest do III stopnia zagrożenia tąpaniami.

4. Zawodnienie wyrobisk górniczych

Obecnie dopływy wód do wyrobisk górniczych pochodzą głównie z dopływu dynamicznego i w mniejszym stopniu z zasobów statycznych. Mają one charakter drobnych wycieków ze stropu wyrobisk górniczych w partiach eksploatowanych oraz wypływów ze zrobów wyeksploatowanych ścian i otamowanych wyrobisk przygotowawczych.

4.1 Lokalizacja i natężenie wypływów

W trakcie wykonywania robót przygotowawczych dopływy do wyrobisk górniczych w pokładzie 510 w Partii M-3 do chodników miały charakter lokalnych niewielkich wypływów wody ze stropu. Tego typu wypływy następowały w zasadzie w każdym z prowadzonych wyrobisk.

Natężenie wypływów nie przekraczało 20 l/min. Wyjątek stanowił chodnik 42 bdw prowadzony najbliżej południowej granicy zbiornika W-50 (1969). W trakcie jego drążenia, na całym jego wybiegu nastąpiło kilka niewielkich wypływów wody ze stropu. Sumaryczny dopływ wody do chodnika 42 bdw na długości 1080 m nie przekraczał 20 l/min.

W końcowym wybiegu chodnika, w dniu 06.03.1996 r., w rejonie uskoku i zmycia pokładu nastąpił obwał skał stropowych na wysokość około 3 m i wypływ wody o natężeniu 800 l/min, który wzrósł i ustabilizował się na wysokości około 1000 l/min. Od lipca 1997 roku ilość wody wypływająca z chodnika systematycznie malała aż do drugiej połowy roku 1999, kiedy to wypływ ustabilizował się na wysokości około 200 l/min. Od tego czasu do dzisiaj wielkość wypływu kształtuje się w granicach 185 – 260 l/min i wydaje się być ustabilizowaną. Tak duży wypływ należy wiązać z dopływem wody ze zbiornika wód dołowych W-50 (1969) występującego w zrobach tego samego pokładu, zalegających od powierzchni terenu do głębokości około 370 m, a więc ponad drążonym wyrobiskiem. Potwierdzeniem tego stwierdzenia były obserwacje położenia lustra wody w tym zbiorniku prowadzone w szybie Kronenberg.

W okresie od 06.1996 do 03.2001 roku lustro wody w zbiorniku obniżyło się o około 63,5 m. Po rozpoczęciu eksploatacji w Partii M-3 następowały wypływy wody do ścian ze stropu z zawodnionych piaskowców zalegających ponad pokładem 510. Wielkość dopływów kształtowała się na poziomie:

- ściana 255 10 l/min średnio 10 l/min,
- ściana 256 120 – 240 l/min średnio 175 l/min,
- ściana 257 10 – 90 l/min średnio 45 l/min,

- ściana 246 brak wypływów.

Do aktualnie prowadzonej ściany 247 nie obserwuje się dopływów wody. Całkowity dopływ wód dołowych do wyrobisk górniczych w pokładzie 510 w Partii M-3 wynosi około 410 l/min, z czego 200 l/min pochodzi z chodnika 42 bdw. Woda ujmowana jest w rurociągi odwadniające i kierowana grawitacyjnie do odwodnienia głównego na poziomie 677 m.

Łączny dopływ wody do Partii M-3 od roku 1996 wahał się od 355 do 1097 l/min. W ostatnim okresie 2001 – 2002 dopływ można uznać za ustabilizowany, waha się on w granicach 390 – 470 l/min.

4.2. Charakterystyka zbiornika W-50 (1969)

Zbiornik wód dołowych W-50 (1969) zlokalizowany w zrobach aktualnie eksploatowanego pokładu 510 ma bardzo istotne znaczenie z uwagi na kształtowanie zagrożenia wodnego w omawianej partii oraz na projektowaną eksploatację pokładu 510. Zbiornik ten powstał w wyniku zatopienia zrobów dawnej kopalni „Feliks II", w której eksploatację zakończono około roku 1903. Zbiornik położony jest w północnej części omawianej partii pokładu. Eksploatacje prowadzono systemem zabierkowym z zawałem stropu od powierzchni terenu do głębokości 370 m. Grubość pokładu wynosiła 3,5 – 10,0 m, średnio 6,0 m.

Po zakończeniu eksploatacji w odizolowanych zrobach utworzył się zbiornik wód dołowych W-50 (1969). Pojemność zbiornika określono początkowo na 3 250 000 m^3.

Z uwagi na odległy okres eksploatacji oraz brak szczegółowych danych odnośnie tej eksploatacji ustaloną kubaturę zbiornika należy traktować jako wartość orientacyjną.

Lustro wody w zbiorniku W-50 (1969) do roku 1996 występowało na głębokości około 6,5 m poniżej powierzchni terenu, tj. na rzędnej około +261,0 m. Kontrolę wysokości lustra wody w zbiorniku prowadzono w nieczynnym szybie Kronenberg, zgłębionym do głębokości 252,5 m. Szyb ten na odcinku 70,0 – 252,5 m jest zasypany. Wypływ wody, jaki w marcu 1996 roku, nastąpił w chodniku 42 bdw spowodował, iż od czerwca tegoż roku lustro wody w szybie Kronenberg zaczęło się systematycznie obniżać, o około 9,5 – 15,4 m rocznie. W marcu 2001 roku lustro wody znajdowało się na rzędnej +197,5 m (głębokość 70 m) tj. na rzędnej zasypanego dna szybu, stąd od tego momentu brak jest możliwości kontroli jego położenia.

Z przeprowadzonej przez GIG, metodą linii trendu, prognozy wynika, iż aktualnie lustro wody w zbiorniku W-50 (1969) występuje na rzędnej około +188,0 m tj. głębokości około 79,5 m. Aktualny, prognozowany zasięg zbiornika W-50 (1969) pokazano na rysunku 3.1.
Mając powyższe dane GIG określił aktualną jego pojemność na 1 771 000 m^3 stosując wzór:

$$V = c \cdot \frac{A \cdot M}{\cos \alpha} \cdot \alpha \qquad (4.1)$$

gdzie:

V - pojemność zrobów [m^3],
A - powierzchnia zrobów w rzucie poziomym [m^2],
M - średnia miąższość wyeksploatowanego pokładu [m],
α - kąt nachylenia pokładu (uwzględniany przy kącie > 15°),
c - bezwymiarowy współczynnik pojemności wodnej zrobów przyjęto 0,45.

Woda w zbiorniku W-50 (1969) występuje nadal pod wysokim ciśnieniem wynoszącym ok. 3,0 MPa.

Zasilanie zbiornika następuje poprzez infiltrację wód opadowych. Podstawowym rejonem bezpośredniej infiltracji wód opadowych w głąb górotworu jest rejon wychodni warstw siodłowych, gdzie roboty górnicze prowadzone były od powierzchni terenu odkrywkami, a następnie kontynuowane metodą podziemną. Infiltracja wody w głąb górotworu jest ułatwiona poprzez istniejące poeksploatacyjne wyrobiska górnicze. Pośrednio zbiornik zasilany jest wodami opadowymi poprzez warstwy nadkładu lub z zawodnionych piaskowców karbońskich w strefach odwodnionych zrobów pokładu 510. Z obliczeń przeprowadzonych przez GIG [14] wynika, iż w ten sposób zbiornik W-50 (1969) zasilany jest wodami opadowymi w ilości około 151 500 m^3 na rok, tj. około 290 l/min.

Nie da się również wykluczyć istnienia związku hydraulicznego pomiędzy zawodnionymi zrobami pokładu 510, a uskokiem Dorota o zrzucie około 270 m, stanowiącym wschodnią granicę opiniowanego rejonu występowania.

Szczelina uskoku może mieć połączenie z czwartorzędowym poziomem wodonośnym oraz zbiornikiem W-50 (1969) o pojemności 1 771 000 m^3. Do wyrobisk górniczych prowadzonych w bliskim sąsiedztwie uskoku Dorota nie stwierdzono większych dopływów wody, poza kilkoma wykropleniami ze stropu o natężeniu do 10 l/min. Wyrobiska te położone są na głębokości około 430 m, a na tej głębokości szczeliny uskoków są z reguły dobrze zasklepione i wypełnione nieprzepuszczalną brekcją tektoniczną. Na mniejszych głębokościach szczelina uskoku może być rozwarta i prowadzić wodę. Wobec powyższego nie da się wykluczyć, iż określona wcześniej strefa zasilania utworów karbonu wodami opadowymi może być większa, a co za tym idzie zasilanie zrobów pokładu 510 także może być większe niż obliczono.

5. Sposoby bezpiecznego prowadzenia eksploatacji w rejonie zagrożenia wodnego od zbiornika wodnego W-50 (1969)

Sposoby bezpiecznego prowadzenia eksploatacji w rejonie zbiornika W-50 (1969) w Partii M-3 w określonych warunkach geologiczno – górniczych są następujące:

1. określenie i wyznaczenie filarów bezpieczeństwa,
2. odwodnienie zbiornika wód dołowych W-50 (1969).

Pozostawienie przeciwwodnych filarów bezpieczeństwa ma na celu ochronę czynnych wyrobisk górniczych przed nagłym wdarciem wody (lub wody z luźnym materiałem) ze strony podziemnych zbiorników wodnych, w których znajduje się woda pod określonym ciśnieniem.

Filar bezpieczeństwa ma charakter bloku oporowego o odpowiedniej nośności, którego wymiary są uzależnione od obciążenia oraz od własności wytrzymałościowych budującego go masywu skalnego.

Filary bezpieczeństwa między zbiornikiem wodnym w starych zrobach stanowiącym źródło zagrożenia wodnego a wyrobiskiem górniczym wyznacza się w skałach zwięzłych lub spoistych odpornych na rozmywające działanie wody. W przypadku filarów wyznaczanych dla zabezpieczenia czynnych wyrobisk górniczych przed zagrożeniem wodnym ze strony zbiorników wodnych w starych zrobach, na obciążenie filaru bezpieczeństwa składa się ciśnienie hydrostatyczne wody w zbiorniku, liczone w stosunku do poziomu czynnego wyrobiska chronionego filarem i ciężar własny masywu skalnego. Wpływ ciężaru własnego masywu skalnego zależy od usytuowania filara w stosunku do czynnego wyrobiska. W przypadku gdy zbiornik wodny znajduje

się powyżej wyrobiska (filar pionowy) musimy uwzględnić obciążenie filara jego własnym ciężarem.

Kopalnia ustanowiła już filar bezpieczeństwa od zbiornika W-50 (1969) dla ściany 257, zatwierdzony decyzją OUG w Sosnowcu z dnia 27.10.1998 r., L. dz. X/0234/6/98/BP/MB. Przebieg filara pokazano na rysunku 3.1. Minimalna szerokość tego filara została określona na 46 m. Minimalne wymiary równoległego do uławicenia lub poziomego filaru bezpieczeństwa, wyznaczonego w węglu i w tym samym pokładzie, w którym znajduje się zbiornik usytuowany powyżej czynnych wyrobisk (w kierunku wniosku pokładu), określa się z zależności:

$$D = g\sqrt{60 \cdot p + 0{,}15g^2 \sin^2 \alpha \pm 0{,}4g^2 \sin \alpha} \qquad D_r \geq 20m \qquad (5.1)$$

gdzie:

D – krytyczny wymiar filara bezpieczeństwa [m],

g – grubość eksploatacyjna wybieranego pokładu lub poprzeczny wymiar wyrobiska korytarzowego (w przypadku gdy źródło zagrożenia lub wyrobiskiem chronionym jest wyrobisko korytarzowe) [m],

p – ciśnienie wody w zbiorniku [MPa],

α – kąt nachylenia pokładu [stopnie]

Korzystając ze wzoru określono minimalny wymiar filara bezpieczeństwa dla projektowanej ściany 248, która prowadzona będzie w IV warstwie pokładu 510, systemem ścianowym z zawałem stropu na wysokość 3,0 m. Północną granicę eksploatacyjną ściany 248 stanowić będzie chodnik 42/IV. W odniesieniu do ciśnienia wody w zbiorniku przyjęto najbardziej niekorzystny wariant tj. zaniku wypływu wody ze szczeliny w chodniku 42 bdw, ponowne zatopienie zrobów pokładu 510 i odbudowanie lustra wody do poziomu +261,0 m. Grubość eksploatacyjną przyjęto 6,0 m (łączna grubość IV i V warstwy). W każdej następnej eksploatowanej warstwie szerokość filara będzie odpowiednio większa i w ostatniej warstwie jego szerokość wynosić będzie około 228 m (rys. 2.1). Węgiel uwięziony w filarze zostanie stracony. Nie będzie można go wyeksploatować.

Jak już wspomniano, kopalnia rozważa możliwość eksploatacji fragmentu pokładu 510 położonego na północ od chodnika 42/IV (rys. 2.1 i 3.1). Z uwagi na bliskie sąsiedztwo zbiornika wód dołowych należy określić bezpieczną, północną granicę dla tej eksploatacji ze względu na zagrożenie wodne ze strony zbiornika. Istotnym zagadnieniem, dla projektowanego zakresu eksploatacji, jest również zagrożenie tąpaniami występujące w przedmiotowej części pokładu.

Oba w/w zagrożenia determinują sposób wybrania tego fragmentu złoża tj.:

1. Nie można eksploatować IV warstwy pokładu 510 w części położonej na północ od chodnika 42/IV, bez wcześniejszego odprężenia górotworu poprzez wybranie warstwy V.
2. Bez odwodnienia zbiornika W-50 (1969) można wybrać tylko jedną warstwę pokładu 510 we fragmencie złoża pomiędzy chodnikiem 42/IV a filarem bezpieczeństwa od zbiornika dla ściany 257. Grubości eksploatacji do 3,0 m. Wobec stwierdzeń zawartych w punkcie 1, może to być tylko warstwa V (rys. 2.1).

W nawiązaniu do wyżej przedstawionych założeń możliwe są dwa warianty poprowadzenia eksploatacji w partii pokładu 510 położonej na północ od chodnika 42/IV.

Wariant I (bez odwodnienia zbiornika)

Eksploatacja prowadzona będzie tylko w warstwie V krótką ścianą z zawałem stropu na wysokość 3,0 m. Północną granicę eksploatacji stanowić będzie chodnik 42, który należy poprowadzić w odległości nie mniejszej niż wyznaczony filar bezpieczeństwa od zbiornika W-50 (1969) dla ściany 257. Konstrukcja tego filara została wykonana dla zbliżonych parametrów eksploatacji jakie będą charakteryzowały krótką ścianę. Filar ten ma 46 m szerokości i jest wystarczający dla prowadzenia eksploatacji w jednej warstwie na wysokość do 3,0 m.

Projektowany chodnik 42 w V warstwie będzie przebiegał w bliskim sąsiedztwie chodnika 42 bdw, bądź wyrobisko to zostanie odbudowane i wykorzystane jako wyrobisko przyścianowe. Chodnik ten przejmie wodę aktualnie płynąca chodnikiem 42 bdw, w ilości około 200 l/min, co może spowodować pewne utrudnienia w trakcie jego drążenia.

Przy tak zaprojektowanej eksploatacji, w trakcie prowadzenia ściany, nastąpi zagrożenie wodne zarówno ze strony zawodnionych piaskowców jak i ze strony zawodnionych zrobów (rys.2.1 i 3.1).

Wariant II (z odwodnieniem zbiornika)

Eksploatacja prowadzona będzie wpierw krótka ścianą w warstwie V a następnie ścianą w warstwie IV. Wymaga to jednak odwodnienia zbiornika W-50 (1969). W tym celu należy wybrać miejsce na wykonanie otworu odwadniającego. Jedna lokalizacja to wyrobisko w pokładzie 510, które należałoby wcześniej wykonać. Druga to wyrobisko kamienne usytuowane pod pokładem 510 (przekop M-3 poz. IV za objazdem wozów).

Po całkowitym odwodnieniu zbiornika W-50 (1969), chodnik 42 można prowadzić wzdłuż południowej granicy zbiornika z pozostawieniem filara o szerokości nie mniejszej niż około 20 m. Ponieważ, jak już wcześniej wspomniano południową granicę tego zbiornika należy traktować jako orientacyjną, w trakcie drążenia wyrobisk w bliskim sąsiedztwie zrobów dawnej kopalni „Feliks II", konieczne będzie wykonywanie wierceń badawczych dla uściślenia przebiegu tej granicy. Możliwe jest wysączanie się wody do tych wyrobisk z filara węglowego, wody zgromadzonej w lokalnych zagłębieniach oraz wód pochodzących z zasilania zrobów wodami infiltracyjnymi.

Całkowite odwodnienie zbiornika W-50 (1969) pozwoli na zmianę III stopnia zagrożenia wodnego ustanowionego z uwagi na zagrożenie jakie powodował ten zbiornik, na stopień niższy. Zasadniczą sprawą jest odzyskanie węgla w ilości około 2,7 mln ton co w znacznym stopniu wydłuży czas eksploatacji pokładu 510 w partii M-3.

Kopalnia kierując się możliwością likwidacji źródła zagrożenia wodnego oraz pozyskaniem węgla w ilości około 2,7 mln ton do wydobycia wybrała wariant II. W związku z tym przedłożono wniosek dotyczący projektowanej eksploatacji Komisji ds. Zagrożeń Wodnych przy Wyższym Urzędzie Górniczym do rozpatrzenia i zaopiniowania. Wniosek ten został rozpatrzony i pozytywnie zaopiniowany przez w/w Komisję w zakresie eksploatacji według wariantu II – to jest z odwodnieniem zbiornika W-50 (1969). Odwodnienie zbiornika powinno być poprzedzone wykonaniem otworu badawczo-kontrolnego dla określenia aktualnych parametrów zbiornika i zaprojektowania sposobu jego odwodnienia.

Aby przyspieszyć realizację tego przedsięwzięcia kopalnia wybrała na miejsce wiercenia wyrobisko kamienne usytuowane pod pokładem 510 (tj. przekop M-3 poz. IV za objazdem wozów) (rys. 2.1 i 3.1).

Określone zostały parametry otworu tj. długość, kąt wiercenia, spodziewane ciśnienie wody na wlocie i wylocie z otworu, średnica otworu.

W drodze przetargu wyłoniono specjalistyczną firmę, która wykonała otwór badawczo-kontrolny. Otwór nawiercił zawodnione zroby pokładu 510 oraz pozwolił na określenie ciśnienia statycznego wody w zbiorniku.

W oparciu o uzyskane dane opracowano projekt odwodnienia zbiornika. Według projektu czas odwodnienia wyniesie około dwa lata [16]. Reasumując należy stwierdzić, że odwodnienie zbiornika W-50 (1969) jest najkorzystniejsze dla dalszego bezpiecznego prowadzenia eksploatacji pokładu 510 w partii M-3 oraz dla racjonalnej gospodarki złożem.

Literatura

[1] Dokumentacja określająca warunki hydrogeologiczne eksploatacji złoża KWK „Kazimierz-Juliusz" według stanu na październik 2001, GIG, Katowice 2001.

[2] Dokumentacja geologiczna KWK „Kazimierz-Juliusz".

[3] Projekt Zagospodarowania Złoża KWK „Kazimierz-Juliusz".

[4] Część szczegółowa Planu Ruchu KWK „Kazimierz-Juliusz".

[5] Pazdro Z., Kozerski B., Hydrogeologia ogólna. Wydawnictwo geologiczne, Warszawa 1990.

[6] Rogoż M., Poradnik hydrogeologa w Kopalni Węgla kamiennego. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1987.

[7] Rogoż M., Poryłek E., Problemy hydrogeologiczne w polskich kopalniach węgla kamiennego, GIG, Katowice 2000.

[8] Rogoż M., Pojemność wodna zrobów w kopalniach węgla kamiennego, Komunikat GIG nr 628.

[9] Rogoż M., Obliczanie wydajności otworów spływowych w kopalniach węgla, Komunikat GIG nr 630.

[10] Rogoż M., Bromek T., Podzio R., Ekspertyza dotycząca warunków hydrogeologicznych przy eksploatacji zawałowej pokładu 510 w partii M2 kopalni „Kazimierz-Juliusz". GIG, Katowice 1973.

[11] Rogoż M. i zespół, opinia dotycząca bezpiecznej eksploatacji pokładu 510 w partii Maczki 3 KWK „Kazimierz-Juliusz" z uwagi na zagrożenie wodne ze strony zbiornika nr 50 zlokalizowanego w zrobach byłej kopalni „Feliks II". GIG, Katowice 1997.

[12] Frolik A., Analiza szczelności przeciwwodnych filarów bezpieczeństwa w kopalniach węgla kamiennego. GIG, Katowice 1997.

[13] Bromek T. i inni. Ekspertyza w sprawie nagłych wypływów wody ze stropu pokładu 308 i profilaktyki zapobiegającej wypływom. SITG, Katowice 1979.

[14] Frolik A. i zespół, „Opinia dotycząca warunków bezpiecznej eksploatacji pokładu 510 w warstwie IV partii Maczki –3 KWK „Kazimierz-Juliusz", GIG, Katowice 2002.

[15] Projekt techniczny otworu badawczo – kontrolnego G-954 z przekopu M-3 poz. IV do zrobów pokładu 510 wraz z technologią robót wiertniczych i uzbrojeniem otworu, MTM Sp. z o.o. Sosnowiec 2002.

[16] Projekt odwodnienia zbiornika wodnego W-50 (1969), KWK „Kazimierz-Juliusz", Sosnowiec 2002.

The drainage of the water reservoir W-50 in aspect of the seam 510 mining in the "Kazimierz-Juliusz" colliery in Sosnowiec.

Abstract

The "Kazimierz-Juliusz" colliery has conducted exploitation of the roof slice V in the seam 510 with longwall mining with collapse terms in the area stuck to the water reservoir located in the old mine workings of excavated seam 510 of the old "Feliks II" colliery. The safety pillar has been made by OUG Sosnowiec decision to keep mining works away from the water reservoir. At present the slice IV in the seam 510 is being mined with longwall no. 247. Next longwalls in the seam 510 moves exploitation due north to the water reservoir W-50 (1969). On schedule of exploitation in the years 2001 – 2003 mining of the slice IV in the seam 510 is being conducted according to the variant with safety pillar keeping each mining slice away from the water reservoir. The width of safety pillar in each next slice is wider than the previous one. In the last mining slice the safety pillar will be in 228 m wide. This way of mining doesn't allow the "Kazimierz-Juliusz" colliery to exploit coal deposit rationally and to fight against water risk. The "Kazimierz-Juliusz" colliery seeing possibility to win about 2.7 million tons of coal to mine has decided to drain the water reservoir W-50 (1969) in the old mine workings of the excavated seam 510. Thus the source of water hazard will be eliminated.

Recenzent: dr inż. Jacek Postawa

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 451–460

Piotr KIJEWSKI
CBPM CUPRUM, Wrocław
p.kijewski@cuprum.wroc.pl, tel. (0-71) 7812227

Likwidacja kopalni przez zatopienie - doświadczenia na przykładzie ZG „Konrad"

Słowa kluczowe

hydrogeologia - zatapianie kopalń

Streszczenie

Artykuł zawiera wyniki przebiegu zatopienia kopalni „Konrad" w Starym Zagłębiu Miedziowym na Dolnym Śląsku. W okresie około dwóch lat zatapiania poziom wody w kopalni wzrósł o 700 m, a w warstwie wodonośnej o 420 m. Zaszły także poważne zmiany w chemiźmie wód, nie tylko w wyrobiskach górniczych, ale i w warstwie wodonośnej. Charakterystyka zatapiania odpowiada prognozie, szybsze jest jego tempo.

1. Wstęp

Kopalnia rudy miedzi „Konrad" w Iwinach koło Bolesławca na Dolnym Śląsku, której budowę rozpoczęto w latach 40 a eksploatację po odtopieniu w czerwcu 1953 roku, zakończyła wydobycie w grudniu 1989 r. Wydobyto z niej 37,9 mln Mg rudy o średniej zawartości 0,67% Cu. Likwidację kopalni przez zatopienie rozpoczęto 16 stycznia 2001 r. co oznacza zakończenie historii górnictwa w Starym Zagłębiu. Do tego czasu utrzymywana była struktura górnicza kopalni „Konrad" niezbędna do pracy ujęcia dostarczającego wodę ludności w ramach naprawy szkód górniczych. W rezultacie dla zapotrzebowania 3 m^3/min. wody konieczne było wypompowanie około 42 m^3/min. Ze względu na bardzo wysokie koszty systemu odwadniania, utrzymywania pompowni na poziomach 240, 550, 650 i 830 i braku możliwości wykorzystania wody zatopienie kopalni było nieuchronne. Zbudowane ujęcie głębinowe - studnie AQ-1 i AQ-2 - bazujące na warstwie wodonośnej środkowego cechsztynu pozwoliło na likwidację kopalni.

2. Budowa geologiczna i warunki hydrogeologiczne niecki grodzieckiej

Kopalnia rudy miedzi „Konrad" znajduje się w jednostce geograficznej pogórza bolesławieckiego a geologicznie w obrębie synkliny grodzieckiej (rys. 1.1). W profilu geologicznym występują tu następujące ogniwa stratygraficzne:

- perm - reprezentowany przez: cechsztyn dolny (utwory marglisto-wapienne o średniej miąższości około 18 m, ze złożem rud miedzi o miąższości od 0,8 do 2,8 m w ich dolnej

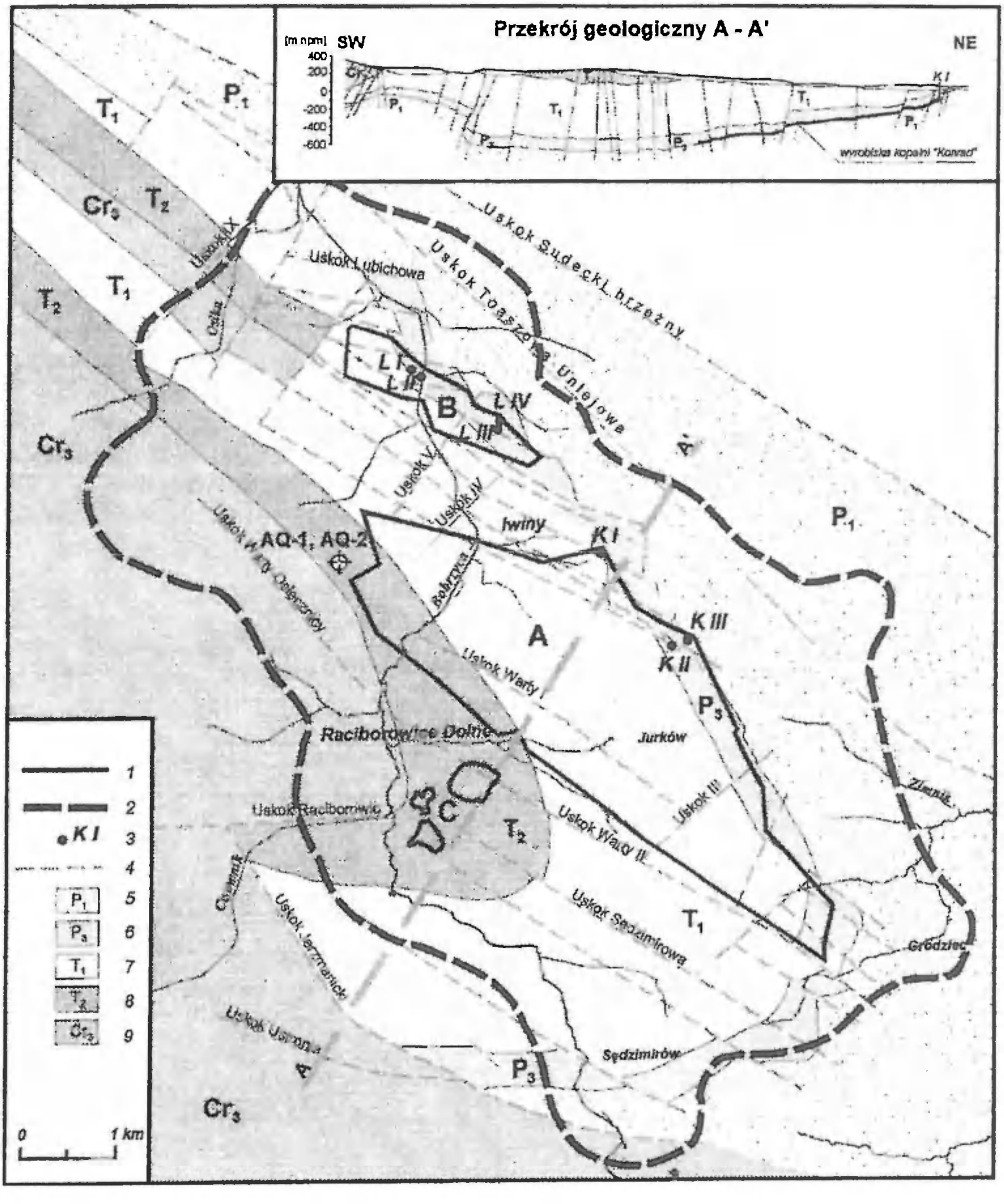
części), cechsztyn środkowy (wapienie dolomityczne o średniej miąższości nieco ponad 30 m, w części środkowej mocno szczelinowate i skrasowiałe) oraz cechsztyn górny o miąższości 83 m (łupki ilaste i iły z prze-warstwieniami anhydrotowo-gipsowymi i warstwą tzw. dolomitu kaczawskiego),
- trias - reprezentowany przez: pstry piaskowiec (piaskowce drobnoziarniste, lokalnie z wkładkami iłów o sumarycznej miąższości całej serii skalnej do 850 m) i wapień muszlowy (naprzemianległe warstwy wapieni, margli i łupków o miąższości kilkudziesięciu metrów),
- kreda górna (drobnoziarniste piaskowce),
- lokalnie trzeciorzęd (piaski, żwiry, iły),
- czwartorzęd (gliny, piaski i żwiry o średniej miąższości 24 m).

Obszar synkliny grodzieckiej należy do obszarów o skomplikowanej budowie tektonicznej. Licznie występują tu deformacje nieciągłe, głównie uskoki o zrzutach sięgających nawet ponad 100 m. Wyróżnia się tutaj dwa systemy uskoków: zrzutowo - przesuwcze o kierunku sudeckim (NW - SE) oraz prostopadłe do nich uskoki listwowe.

W terenie górniczym związanym z byłą kopalnią „Konrad" występują trzy zasadnicze poziomy wodonośne decydujące o zawodnieniu i charakterze krążenia wód podziemnych: czwartorzędowy, pstrego piaskowca i środkowego cechsztynu.

Głównym poziomem wodonośnym, kształtującym dopływy do kopalni „Konrad" i stanowiącym dla niej źródło zagrożeń wodnych, jest warstwa szczelinowatych i skrasowiałych wapieni środkowego cechsztynu. Wodonośny poziom pstrego piaskowca, ze względu na znaczną miąższość jest najbardziej pojemnym zbiornikiem zasobów statycznych. Jego stropowa część, w strefie wychodni podczwartorzędowych jest spękana i zwietrzała co sprzyja cyrkulacji wód. Czwartorzędowy poziom wodonośny budują piaski i żwiry często podścielone glinami tworząc lokalne, zawieszone horyzonty wodonośne, ujmowane przez studnie gospodarskie, zasilane wodami opadowymi pozostając w kontakcie hydraulicznym z triasem. Pod względem zasobności czwartorzęd jest drugim pod względem zasobności poziomem wodonośnym synkliny grodzieckiej.

Eksploatacja górnicza złoża rudy wymagała intensywnego drenażu głównego poziomu wodonośnego - wapieni środkowego cechsztynu, stanowiącego zagrożenie wodne dla robót górniczych. Zczerpywane w wyniku drenażu zasoby statyczne nie były pełni uzupełniane infiltracją z poziomu czwartorzędowego co naruszyło układ hydrodynamiczny i zapoczątkowało tworzenie leja depresji, odrębnego w poszczególnych poziomach: czwartorzędowym, pstrego piaskowca i środkowego cechsztynu. Zasięgi lejów depresji w poszczególnych poziomach wodonośnych nie są znane z wyjątkiem poziomu czwartorzędowego, którego zasięg określono na podstawie obserwacji strat wody w studniach i strat przepływu w ciekach powierzchniowych. Powierzchnię leja depresji w czwartorzędzie określa się na około 55 km^2. Ma on kształt eliptyczny i rozciąga się od miejscowości Grodziec do północno-zachodniego krańca terenu górniczego „Lubichów".



Rys. 1.1. Warunki geologiczne niecki grodzieckiej [4]
1 - zasięg eksploatacji kopalń: A - Konrad, 2B- Lubichów, C - Podgrodzie; 2 - zasięg leja depresji kop. Konrad; 3 - szyby górnicze; 4 - fałdy; 5 - czerwony spągowiec; 6 - cechsztyn; 7 - pstry piaskowiec; 8 - wapień muszlowy; 9 - górna kreda

Fig.1.1. Geological conditions of grodziecka basin [4]
1 - mine exploitation extent: A - Konrad, 2B- Lubichów, C - Podgrodzie; 2 - cone of depression extent of the mine Konrad; 3 - mine shafts; 4 - faults; 5 - Rotliegend; 6 - Zechstein; 7 - Bunter; 8 - Muschelkalk; 9 - upper Creataceous

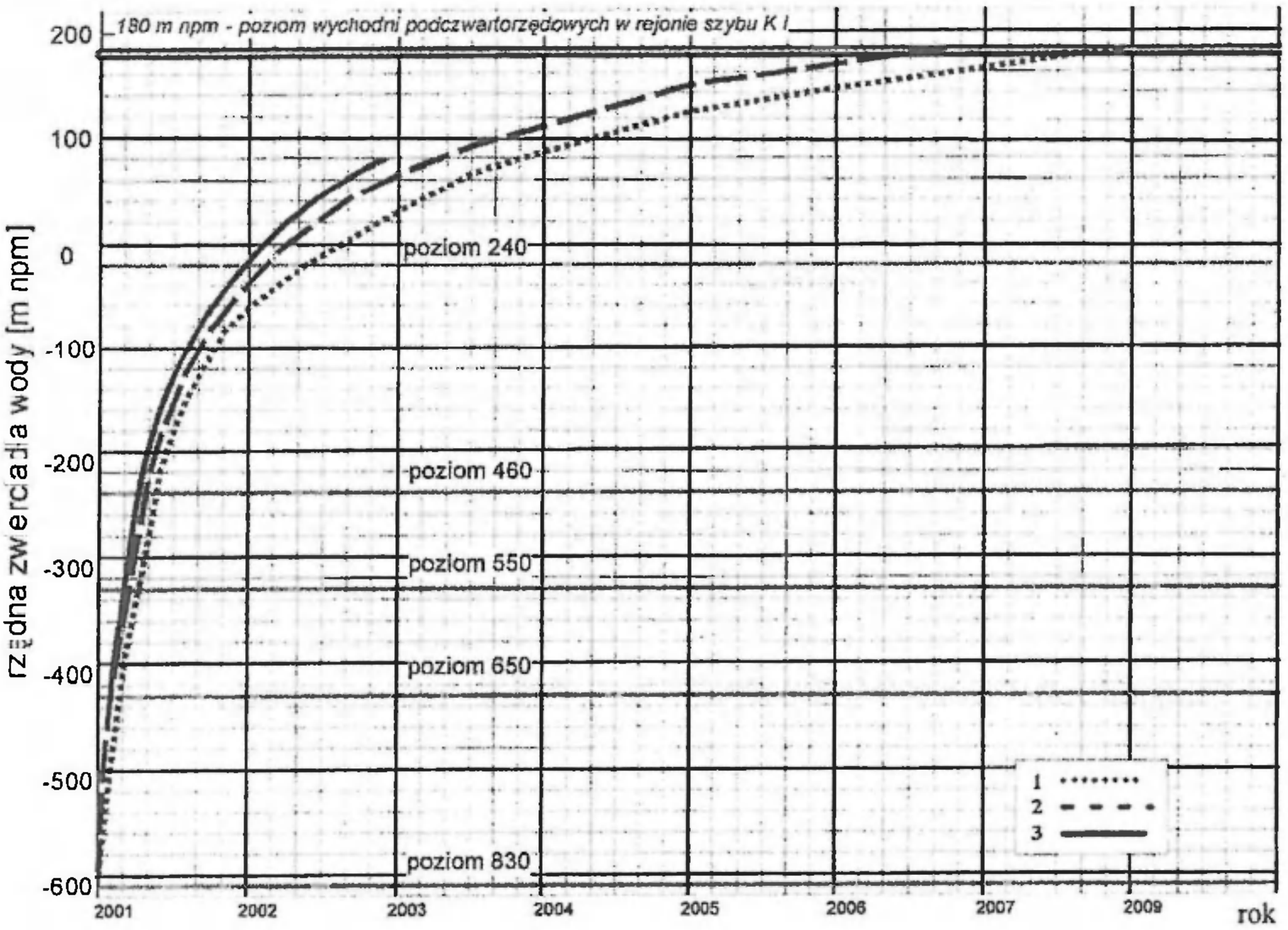
3. Prognoza zatapiania kopalni

Zatapianie kopalni „Konrad" poprzedzone zostało badaniami modelowymi. W tym celu opracowano oryginalny program komputerowy, bazujący na metodzie elementów skończonych [3]. W przyjętym modelu numerycznym schemat obliczeniowy zakładał hydrauliczne współdziałanie trzech warstw wodonośnych, rozdzielonych warstwami półprzepuszczalnymi. Warstwy wodonośne stanowią:

- warstwa 1 - połączony poziom wodonośny czwartorzędowo-triasowy,
- warstwa 2 - szczelinowate wapienie środkowego cechsztynu,
- warstwa 3 - warstwa złożowa objęta eksploatacją górniczą.

Wartości parametrów hydrogeologicznych, odtwarzanych w modelu numerycznym, przyjęto na podstawie dostępnych danych z dokumentacji hydrogeologicznych, współczynnik pojemności wodnej w wysokości 0,5 a moduł odpływu podziemnego do leja depresji $w = 0{,}00077\ m^3/d/m^2$ [4].

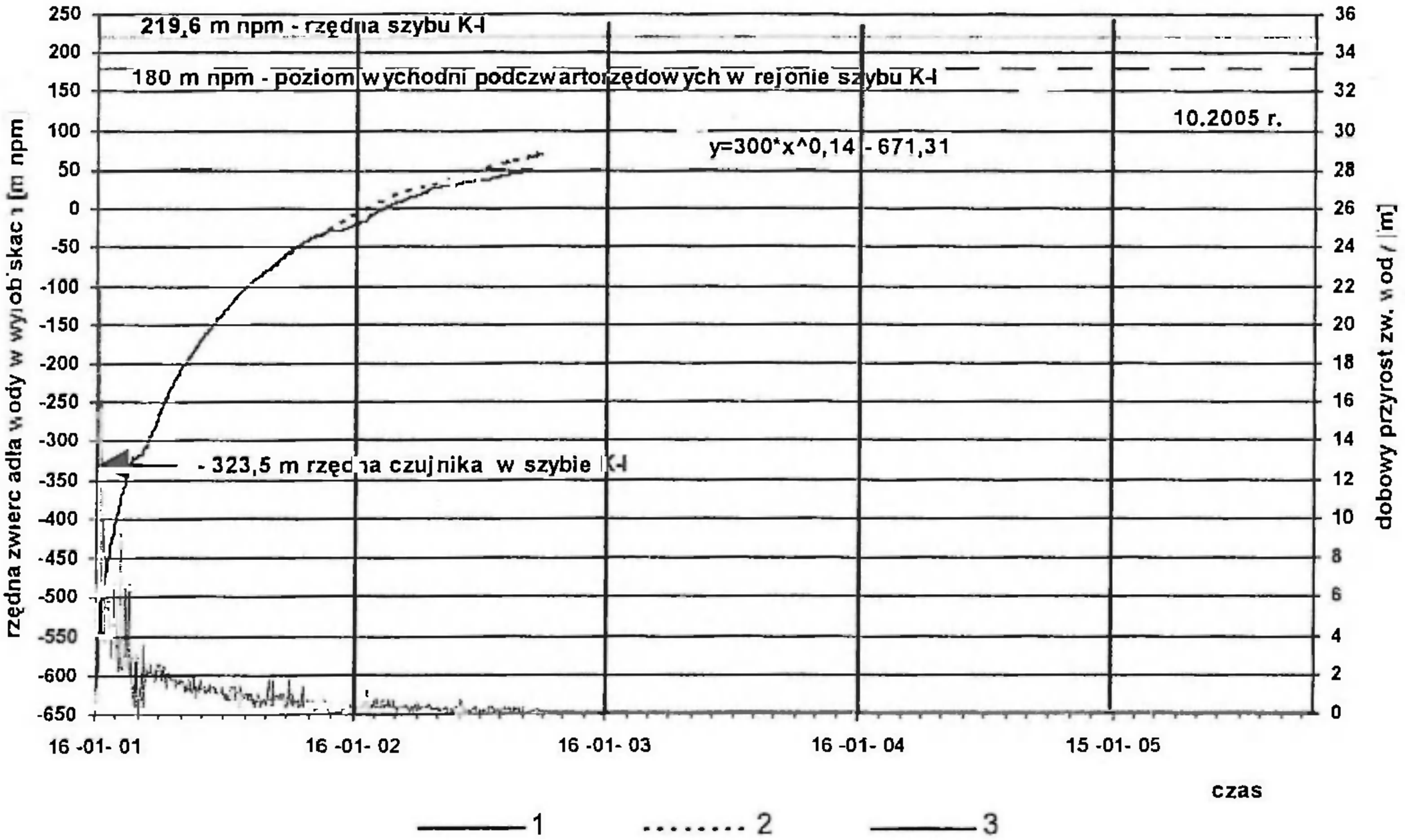
Podstawą tarowania modelu były ciśnienia oraz dopływy do kopalń „Konrad" i „Lubichów". W rezultacie sporządzono wykresy na podstawie, których stwierdzono, że zatapianie kopalni do poziomu wychodni podczwartorzędowych będzie trwało około 6,5 roku przy pracy ujęcia głębinowego z wydajnością 3 m^3/min. lub 5,5 roku bez pobierania wody (rys. 3.1).



Rys. 3.1. Prognoza zatapiania kopalni "Konrad" [3]
1- przy założeniu poboru wody w ujęciu 3 m^3/min.; 2 - bez poboru wody; 3 - wg pomiarów
Fig. 3.1. Forecast of "Konrad" mine inundation [3]
1 - with guidelines of water consumption 3 m^3/min.; 2 - without water consumption; 3 - measured

4. Zwierciadło wody w wyrobiskach i warstwie wodonośnej

Pomiary zwierciadła wody w byłej kopalni „Konrad" prowadzone są systematycznie od momentu rozpoczęcia zatapiania - od 16.01.2001 r. Bazowały one na czujnikach ciśnienia Aplisens. Początkowy, zamontowany na poziomie 830 (rzędna czujnika - 615,5 m) rejestrował przebieg zatapiania do poziomu 550, drugi zamontowany w szybie K-I określa zmiany powyżej tego poziomu. Pierwszy okres zatapiania kopalni zaznaczył się b.szybkim przyrostem dobowym poziomu wody co wynikało z wysokiego dopływu z poziomów 830 (24 m^3/min.) i 650 (9 m^3/min.). Lustro wody wzrastało w granicach 2-10 m/d do czasu uzyskania poziomu 550 po czym wyraźnie obniżyło się do poziomu 1-2 m/d. W końcu 2001 r. nastąpiło dalsze osłabienie wzniosu wody w granicach 0,1-0,5 m/d. W stosunku do prognozy tempo zatapiania było szybsze, zachowana została natomiast ogólna charakterystyka rekonstrukcji zwierciadła wody w zatapianej kopalni (rys. 3.1). W szybie K-I a następnie K-II przeprowadzono także pomiary sondą elektryczną. Wykazały one pewne rozbieżności w stosunku do wskazań czujnika, w rezultacie czego od września 2002 r. jako miarodajne prowadzone są wyłącznie pomiary sondą. W okresie do końca listopada br. zwierciadło wody w kopalni wzrosło o około 700 m i znajdowało się na rzędnej +78,5 m utrzymując tendencję wzrostu na poziomie 0,1-0,2 m/dobę (rys. 4.1).



Rys. 4.1. Przebieg zatapiania kopalni "Konrad" [3]
1- pomiar czujnikiem ciśnienia, 2 - pomiar sondą, 3 - prognoza
Fig. 4.1. Konrad mine inundation course [3]
1 - measurements of pressure sensor, 2 - sonde measurements, 3 - forecast

Równocześnie z rozpoczęciem zatapiania kopalni „Konrad" rejestrowano poziom wody w warstwie wodonośnej przy pomocy czujnika ciśnienia zamontowanego nad pompą I°. W tym przypadku, wobec braku dostępu, nie można było wykonać pomiaru kontrolnego metodą tradycyjną. To, że pomiar czujnikiem może być obarczony znacznym błędem stwierdzono po zdemontowaniu pomp i przeprowadzeniu pomiaru sondą elektryczną. Oznacza to, że część pomiarów jest mało przydatna, nie daje miarodajnej odpowiedzi na pytanie o przebieg kształtowania zwierciadła wody i ciśnienia piezometrycznego w środkowym cechsztynie.

Pomiary sondą elektryczną wykonane w okresie wrzesień - listopad 2002 roku wykazują zgodność poziomu oraz dobowego przyrostu wody w kopalni i w warstwie wodonośnej. Od czasu rozpoczęcia zatapiania poziom wody w warstwie wodonośnej wzrósł o 420 m. Na podstawie wyników z okresu zatapiania kopalni oraz kształtowania powierzchni piezometrycznej w warstwie wodonośnej dokonano weryfikacji czasu zatapiania do poziomu wychodni podczwartorzędowych i określono, że nastąpi to w 2005 roku, zakładając dobowy przyrost wynoszący 0,2 m (rys. 4.1).

5. Chemizm wód podziemnych

5.1. Ocena zmian chemizmu wody w fazie poprzedzającej zatapianie

Szczególnie interesującym problemem wiążącym się z zatapianiem kopalni „Konrad", jest relacja hydrodynamiczna między zatapianymi wyrobiskami kopalni, a warstwą wapieni środkowego cechsztynu w strefie oddziaływania ujęcia. Problem ten był przedmiotem dyskusji przed rozpoczęciem zatapiania, zachodzi bowiem jak sądzono, obawa przenikania wód kopalnianych do warstwy wapieni przez poziom margli stanowiących serię skalną izolującą poziom wodonośny od wyrobisk górniczych. Eksploatacja górnicza naruszając tę półkę izolującą (spękania, otwory wiertnicze) stwarza warunki kontaktu hydraulicznego między warstwą wodonośną a zatopionymi wyrobiskami. Według prognozy kontakt taki może zaistnieć po pewnym okresie zatapiania, nie powinien jednak znacząco wpłynąć na zmianę jakości wody w warstwie wodonośnej [3].

Przed rozpoczęciem zatapiania wyrobisk b. kopalni „Konrad" wykonano szeroki zakres badań nad określeniem potencjalnych zmian chemizmu w wyniku reakcji z wyrobiskami górniczymi. Badania te rozpoczęto od identyfikacji faz mineralnych powstałych w wyniku utleniania na powierzchni ociosów oraz od przeprowadzenia testów wymywalności na rozdrobnionym materiale skalnym pobranym z ociosów i spągu wyrobisk [1, 2]. W wyniku badań uzyskano zróżnicowany skład chemiczny związany z lokalnymi warunkami i rodzajem skał (węglany, piaskowce). Stwierdzono, że zmiany wystąpią w odniesieniu do: siarczanów, twardości, zawartości miedzi, substancji rozpuszczonych.

5.2. Chemizm wód kopalnianych w poszczególnych fazach zatapiania

Wraz z rozpoczęciem zatapiania b. kopalni „Konrad", wykorzystując dostępne wyrobiska podjęto prace nad określeniem zmian chemizmu wody. Uzyskane wyniki potwierdzają przewidywany kierunek, głównie wzrost siarczanów i twardości wody, a także zmiany mineralizacji w czasie i zatapiania coraz większej objętość wyrobisk i zrobów górniczych (tab. 5.1).

Po zatopieniu poziomu 550 i braku dostępu do wyrobisk poziomych, dalsze badania prowadzono w szybie K-I pobierając wodę z różnych poziomów poniżej lustra. Woda w szybie po-

chodzi z napływu z poziomu 240 kopalni, ma ograniczony kontakt z wyrobiskami i różnicuje się w swoim składzie od tej, jaka zgromadziła się w niżejległych wyrobiskach, gdzie panują sprzyjające warunki przechodzenia do roztworu produktów utleniania i krystalizacji. Przeprowadzone krótkotrwałe pompowanie wody z szybu potwierdziło istniejący podział wód w szybie K-I na część górną dopływającą z poziomu 240 oraz część dolną związaną z zatopionymi wyrobiskami górniczymi (tab. 5.2).

Tablica 5.1. Podstawowe wskaźniki hydrochemiczne wody z zatapianych wyrobisk kopalni „Konrad"
Table 5.1. Based water hydrochemical indicators from indudated excavations „Konrad" mine

Lp.	Data pomiaru	Upadowa 18-S		Upadowa 16-S		Upadowa 196-N	
		Zawartość w mg/dm^3		Zawartość w mg/dm^3		Zawartość w mg/dm^3	
		Twardość ogólna	SO_4^{-2}	Twardość ogólna	SO_4^{-2}	Twardość ogólna	SO_4^{-2}
1.	18.01.2001	258,5	81,8				
2.	23.01.2001	240,0	84,3			390,0	346,4
3.	02.02.2001	260,0	88,0				
4.	07.02.2001	304,0	65,0			794,0	846,0
5.	20.02.2001	505,0	603,9			662,5	842,9
6.	01.03.2001			910.0	1136.5	1045,0	975,2
7.	08.03.2001	980,0	1167,0				
8.	13.03.2001			1100,0	1790,0		
9.	14.03.2001			940,0	1475,2		

Tablica 5.2. Podstawowe wskaźniki hydrochemiczne wody z szybu K-I zatapianej kopalni „Konrad"
Table 5.2. Based water hydrochemical indicators from K-I of shaft indudated „Konrad" mine

Lp.	Data pomiaru	Rzędna próbki	Zawartość w mg/dm^3		Uwagi
			Twardość ogólna	Siarczany	
1	15.05.2001	-207,0	330	154	
2	19.09.2001	-76,0	270	123	
3	27.09.2001	-70,0	295	128	
4	05.11.2001	-44,0	315	141	
5	06.02.2002	-16,0	334	259	Próbki z poziomu lustra wody
6	18.04.2002	-9,0	425,3	343	
7	18.04.2002	-80,7	416	352	
8	15.05.2002	-8,0	411	372	
9	15.05.2002	-80,0	473,6	445	
10	26.05.2002	+30,0	440	375	
11	28.05.2002	+30,0	370	365	
12	29.05.2002		1670*	1700*	Próbki wody z pompy głębinowej zamontowanej w szybie K-I
13	31.05.2002		1800*	1530*	
14	03.06.2002		1875*	1410*	
15	03.06.2002	+30,0	425	360	Próbki pobrane z poziomu lustra wody
16	02.09.2002	+46,6	570	486	
17	21.11.2002	+77,8	668	508	

5.3. Chemizm wód w warstwie wodonośnej w trakcie zatapiania kopalni

Skład chemiczny wody z wodonośnej warstwy w wapieniach środkowego cechsztynu wykazywał znaczne zróżnicowanie na poszczególnych poziomach górniczych, zwłaszcza 460 i 550. Najbardziej wydajny poziom 830 odznaczał się natomiast wysoką jakością i stabilnością składu chemicznego i zasilany był wodami z dalekiego krążenia co potwierdzały badania geochemiczne. Ujęcie wody metodą studni głębinowych z tej pracowało bez zakłóceń oraz zmian jakościowych. Poważnym sygnałem zmiany było stwierdzenie w niej w marcu 2002 r. ponadnormatywnej twardości ogólnej i zawartości siarczanów. Fakt ten potwierdziły późniejsze badania wykonane pod nadzorem Powiatowego Inspektora Sanitarnego w Bolesławcu, który wydał decyzję, że woda ta nie nadaje się do spożycia, i ujęcie AQ zostało wyłączone z eksploatacji (tab. 5.3).

Tablica 5.3. Zestawienie podstawowych wskaźników parametrów hydrochemicznych wody w ujęciu AQ
Table 5.3. Compilation of based water hydrochemical indicators in the opening AQ

Lp.	Data opróbowania	Zawartość w mg/dm^3		pH
		Twardość	Siarczany	
1.	Woda w ujęciu roku 2001	205	40,1	7,6
2.	01.03.2002	780	-	7,32
3.	04.03.2002	740	-	-
4.	05.03.2002	780	-	7,32
5.	08.03.2002	791,5	1605	7,30
6.	14.03.2002	509	1320	7,46
7.	24.04.2002	1215	1320	7,20
8.	04.05.2002	1208	1220	7,31
9.	10.05.2002	1140	1250	7,13
10.	21.05.2002	1360	1300	7,20
11.	31.05.2002	1353	1320	7,14
12.	04.06.2002	1123	1230	7,14
13.	25.07.2002	1320	1560	7,09
14.	21.11.2002	550	462	8,8

Zagadnienie głębokich zmian chemizmu wody jakie wystąpiły w ujmowanym przez studnie głębinowe AQ-1 i AQ-2 poziomie wodonośnym środkowego cechszty-nu wymaga odrębnej i wnikliwej analizy. Nowych danych dostarczą tu zapewne badania w czynnych i budowanych piezometrach ujmujących poziom środkowego cechsztynu i w szybach K-I i K-II.

6. Wpływ zatapiania kopalni „Konrad" na środowisko wodne

Zatopienie byłej kopalni „Konrad" oddziaływuje głównie na środowisko wód powierzchniowych i podziemnych. Na obecnym etapie najbardziej wyraźnym przykładem zmian w środowisku wód powierzchniowych jest zmiana natężenia przepływu w rzece Bobrzycy. Do czasu rozpoczęcia zatapiania z kopalni „Konrad" odprowadzano do Bobrzycy wodę przemysłową

wodę przemysłową w ilości szacowanej na poziomie 36-39 m^3/min. oraz około 5 m^3/min. oczyszczonych ścieków. W trakcie maksymalnego zrzutu z kopalni „Konrad" przepływ w Bobrzycy wynosił ponad 45 m^3/min. w tym wody własne rzeki stanowiły od 7 do 25 % w zależnościod warunków hydrologicznych i nasilenia zrzutu. Obecnie debit rzeki związany jest z naturalnymi warunkami hydrologicznymi w zlewni, zakłócony okresowym zrzutem z kopalni anhydrytu „Lubichów" w ilo-ści 12-13 m^3/min. Jak dotychczas nie stwierdzono zmian chemizmy wód w rzece Bobrzycy w związku z zaprzestaniem odprowadzania wód przemysłowych z byłej kopalni „Konrad". Lokalnie wzrasta zawartość azotanów, fosforanów, BZT_5 oraz ChZT co jest charakterystyczne dla dominującej tu gospodarki rolnej.

W okresie eksploatacji złoża zwierciadło wód podziemnych kontrolowane było systematycznie w ponad 200 studniach kopanych w strefie leja depresyjnego piezometrach składowiska nr 3 Wartowice. Po rozpoczęciu zatapiania kopalni „Konrad" wykonano kilka serii pomiarowych w wytypowanych studniach w obszarze leja depresyjnego. Analiza stwierdzonych zmian położenia zwierciadła wody i występujących tu wahań naturalnych, nie daje podstaw aby wnioskować o zmianie zasięgu strefy oddziaływania drenażu górniczego na czwartorzędowy poziom wodonośny wobec braku „podparcia" przez niżej ległe, częściowo także zdrenowane poziomy wodonośne pstrego piaskowca, kredy i triasu.

Powierzchnia zwierciadła wód podziemnych w poziomie triasowo - czwartorzędowym po zatopieniu kopalni „Konrad" stabilizować się będzie na całym badanym obszarze poniżej powierzchni terenu, nie przewiduje powstawania podtopień terenu. Wynika to także z faktu niewielkich obniżeń terenu związanych z działalnością górniczą byłej kopalni „Konrad", które nie przekraczają 1,5 m. i sytuują się na skłonie powierzchni terenu. Najniżej położone obszary w rejonie szybu K-I drenowane będą przez znajdujące się w sąsiedztwie cieki powierzchniowe zlewni rzeki Bobrzycy. Na stosunki wodne w tym obszarze oddziaływać będzie natomiast odkrywkowa kopalnia triasowych wapieni i margli „Podgrodzie". Planuje się tu bowiem długoletnią eksploatację, w wyniku której rozwinie się rozległa strefa drenażu wód podziemnych.

Za stan hydrodynamiczny w poziomie wapieni środkowego cechsztynu odpowiadać będzie w przyszłości przede wszystkim kopalnia „Lubichów". Dla prowadzenia eksploatacji złoża gipsu i anhydrytu niezbędne jest stałe odwadnianie zalegającej nad jego stropem warstwy dolomitu kaczawskiego oraz utrzymanie poziomu ciśnień w wapieniach środkowego cechsztynu na rzędnej ok. +10 m npm, co odpowiada dawnemu poziomowi eksploatacyjnemu rudy miedzi położonemu na głębokości 213 m. Zatopienie kopalni „Konrad" spowoduje wzrost dopływów do kopalni „Lubichów" ze strony poziomu wapieni środkowego cechsztynu. Według prognozy dopływ ten oszacowano na poziomie około 7 m^3/min. przy założeniu poboru wody z ujęcia głębinowego AQ. Jednakże z powodu wyłączenia tego ujęcia i zaniechania poboru wody należy się liczyć z dodatkowym wzrostem dopływów do wyrobisk kopalni „Lubichów" w stosunku do prognozy. Obecnie łączny przyrost wody odprowadzanej z kopalni „Lubichów" odpowiada wartościom prognozowanym a wyłączenie ujęcia w końcu lipca 2002 r. także nie zaznaczyło się zwiększonymi dopływami.

7. Wnioski

1. W okresie od stycznia 2001 r. do końca listopada br. w kopalni „Konrad" obserwuje się zmienne tempo zatapiania - burzliwe w pierwszym okresie, obecnie ustabilizowane na poziomie 0,1-0,2 m/d. Zwierciadło wody ustali się na wysokości pośredniej ciśnień w wodo-

nośnej warstwie środkowego cechsztynu i czwartorzędu. W wyrobiskach górniczych i ich otoczeniu wytworzy się nowy układ równowagi hydrodynamicznej.
2. W zatapianej kopalni nastąpiła silna mineralizacja wód wypełniających wyrobiska, zaznacza się także jej hydrochemiczne rozwarstwienie w wyniku dopływu do szybu wód słodkich z poziomu 240, mających ograniczony kontakt z wyrobiskami.
3. Zdecydowanie zmienił się także chemizm wód w warstwie wodonośnej. Zjawisko to nie znalazło wyjaśnienia, wiąże się prawdopodobnie z wypełnianiem zdrenowanego węglanowego ośrodka kawernisto - szczelinowatego przy udziale kontaktu z wodami kopalnianymi poprzez spękania górotworu.
4. Zatapianie kopalni i zaprzestanie zrzutu znaczących ilości wody przemysłowej zaznaczyło się w wydatnym obniżeniu debitu w rzece Bobrzycy, który powraca do stanu naturalnego. Utrzymuje się natomiast lej depresyjny w wodach podziemnych czwartorzędowego poziomu wodonośnego.
5. W dalszej perspektywie na warunki hydrodynamiczne w części niecki grodzieckiej będącej pod wpływem drenażu kopalni „Konrad" wpływać będzie głębinowa kopalnia anhydrytu „Lubichów" oraz odkrywka margli i wapieni „Podgrodzie". Wystąpi tu zatem zjawisko nakładania się procesów związanych z zatapianiem kopalni i odtwarzaniem stosunków wodnych w zdrenowanych poziomach z oddziaływaniem czynnych zakładów wydobywczych.

Literatura

[1] Badania geochemiczne i izotopowe wody oraz mineralogiczna charakterystyka procesów utleniania skał w wyrobiskach kopalni "Konrad". Praca niepubl., arch. CBPM CUPRUM, Wrocław, 1999 r.
[2] Badania ługowania materiału skalnego wyrobisk kopalni "Konrad", Praca niepubl., GIG Katowice, arch. CBPM CUPRUM, Wrocław, 1999 r.
[3] Analiza konsekwencji hydrogeologicznych zatapiania kopalni "Konrad" i wybór optymalnego sposobu zatapiania. Praca niepubl., arch. CBPM CUPRUM, Wrocław, 2000 r.
[4] Kijewski P., Fiszer J., 2001 - Hydrogeologiczne aspekty zatapiania kopalni rud miedzi "Konrad" w Iwinach. Wsp. Probl. Hydrogeologii, str. 203 - 210, Wrocław

Mine closure using methods of flooding - experience on the example of "Konrad" mine

Abstract

The results of "Konrad" mine inundation situated at Old Copper Basin is included in the article. During about 2 years of mine inundation the level of mine water rose about 700 m and in the water-bearing level about 420 m. There were also serious changes in water chemism, not only in mine excavations but also in the water-bearing level. Mine inundation characteristic is adequate to the forecast, but there is quicker rate.

Recenzent: dr inż. Jacek Postawa

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 461–470

Stanisław KOPEK, Dariusz MAZUR, Włodzimierz MICHEL
Zakład „Centralny Zakład Odwadniania Kopalń"
Czeladź, ul. Kościuszki 9, tel. (0-32) 265-16-35

Nowe rozwiązania techniczne zastosowane do odwadniania zlikwidowanych kopalń zgrupowanych w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń w Czeladzi

Słowa kluczowe

odwadnianie zlikwidowanych kopalń - szyby-studnie głębinowe - nowe techniki - agregaty głębinowe - kontenerowe stacje transformatorowo-rozdzielcze - monitoring parametrów bezpieczeństwa pracy

Streszczenie

Przedstawione w referacie nowe rozwiązania techniczne zastosowane do odwadniania zlikwidowanych kopalń podziemnych, polegające na adaptacji istniejących szybów do pełnienia roli studni głębinowych oraz zastosowanie do odwadniania pompowych agregatów głębinowych zabudowanych w tych szybach na tak dużą skalę nie ma odpowiednika zarówno w rozwiązaniach krajowych jak i zagranicznych.

Nowatorskie rozwiązanie, dotychczas zgromadzone doświadczenia w eksploatacji, złożoność problemu, celowość rozważenia rozwiązań alternatywnych oraz deklarowana chęć współpracy ze specjalistami z zewnątrz będą stanowić podstawę do wypracowania optymalnego rozwiązania.

1. Wstęp

Konieczność zapewnienia ciągłego pompowania wód dopływających do wyrobisk górniczych zlikwidowanych kopalń w celu nie dopuszczenia do powstania zagrożenia wodnego dla czynnych sąsiednich zakładów górniczych z zatrudnionymi ludźmi na dole, występujące zagrożenia wodne i gazowe oraz duże koszty eksploatacyjne związane z prowadzeniem odwadniania, miały wpływ na wprowadzenie nowych rozwiązań technicznych skutkujących poprawą bezpieczeństwa oraz obniżeniem kosztów.

Taki model osiągnięto w rejonach odwadniania Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń w Czeladzi (CZOK), gdzie dokonano uproszczenia i modernizacji istniejących układów głównego odwadniania polegających na zastąpieniu dotychczas stosowanych systemów odwadniania stacjonarnego odwadnianiem głębinowym realizowanym za pomocą pompowych agregatów głębinowych zabudowanych w wytypowanych, adaptowanych do tego celu szybach-studniach głębinowych, utrzymujących poziom lustra wody poniżej niebezpiecznych połączeń hydraulicznych między sąsiednimi kopalniami [3, 4, 5, 12, 13].

Zastosowanie pompowni głębinowych w rejonach odwadniania „Saturn", „Sosnowiec", „Paryż", „Porąbka-Klimontów", „Grodziec", „Katowice", „Niwka-Modrzejów" i „Gliwice" pozwala na bieżąco realizować zasadę piętrzenia wody do możliwie najwyższych rzędnych przy zachowaniu gwarancji bezpieczeństwa dla kopalń sąsiednich tak, aby wysokość pompowania była jak najmniejsza, a więc i energia potrzebna do pompowania była zminimalizowana. Z kolei, ze względu na podniesienie lustra wody i zmniejszenie się lokalnych lejów depresji, dopływy wód do poszczególnych szybów – studni głębinowych z czasem maleją, co w konsekwencji wpływa na zmniejszenie kosztów pompowania wody na powierzchnię, zwłaszcza z tytułu zmniejszania zużycia energii elektrycznej. W celu poprawy warunków bezpieczeństwa wyeliminowano przestarzałe urządzenia elektroenergetyczne. Do zasilania urządzeń pompowni głębinowych zastosowano kontenerowe stacje transformarowo-rozdzielcze 6/0,5/0,4/0,23 kV wyposażone w najnowszej generacji rozdzielnie 6 kV [7].

Nadzór nad urządzeniami poszczególnych pompowni głębinowych odbywa się z jednej centralnej dyspozytorni, w której koncentrowane są wszystkie informacje dotyczące ciągłego monitorowania pracy urządzeń pompowni, poziomów lustra wody, składu powietrza atmosferycznego w szybach – studniach głębinowych itp. [5].

Bardzo ważną zaletą przedstawionego rozwiązania (odwadniania głębinowego) jest wyeliminowanie przebywania ludzi na dole, przez co możliwe jest całkowite zlikwidowanie kopalń przez zatopienie wyrobisk do maksymalnych bezpiecznych rzędnych, poza wybranymi szybami, w których lokalizuje się pompownie głębinowe.

2. Odwadnianie zlikwidowanych kopalń – sposoby odwadniania

W celu maksymalnego uproszczenia oraz wyboru optymalnego wariantu odwadniania, zarówno pod względem ekonomicznym jak i bezpieczeństwa, w zależności od lokalizacji połączeń hydraulicznych, pojemności wyrobisk i górotworu oraz innych uwarunkowań technicznych, w kopalniach zlikwidowanych, które weszły w struktury Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń w Czeladzi zastosowanie mają następujące sposoby odwadniania [2,3]:

- prowadzenie odwadniania za pomocą istniejących stacjonarnych układów głównego odwadniania np. w rejonach odwadniania „Pstrowski", „Dębieńsko", „Szombierki", „Jan Kanty" oraz „Siemianowice",
- prowadzenie odwadniania za pomocą układów mieszanych tj. z poziomu niższego na poziom pośredni za pomocą agregatów głębinowych oraz z poziomu pośredniego na powierzchnię za pomocą stacjonarnego układu odwadniania np. w rejonie „Saturn",
- prowadzenie odwadniania za pomocą agregatów głębinowych zabudowanych w szybach poniżej rzędnej niebezpiecznego połączenia hydraulicznego z kopalnią sąsiednią np. w rejonach: „Paryż", „Sosnowiec", „Porąbka-Klimontów", „Katowice", „Gliwice", „Niwka-Modrzejów" oraz „Grodziec".

3. Charakterystyka techniczna przedstawionych rozwiązań

3.1. Pompownie głębinowe

Pompownię głębinową stanowi szyb adaptowany na studnię głębinową, w którym zabudowane są pompowe agregaty głębinowe. System odwadniania głębinowego zgodnie z obowią-

zującymi przepisami [10] powinien zapewniać odprowadzenie najwyższego dobowego dopływu wody w czasie nie dłuższym niż 20 godzin.

Podstawowym elementem pompowni głębinowej jest ciąg pompowy składający się z pompowego agregatu głębinowego (pompa głębinowa wraz z silnikiem i kablem zasilającym) podwieszonego do rurociągu tłocznego odprowadzającego wodę na powierzchnię.

W zależności od ilości dopływającej wody, w szybach zabudowane są odpowiednie ilości agregatów głębinowych, w tym także rezerwowe. Na powierzchni, oprócz rurociągów odprowadzających wodę zabudowane są; instalacje do zalewania ciągów pompowych, urządzenia elektroenergetyczne, systemy monitoringu i kontroli pracy urządzeń pompowni głębinowych, kształtowania się poziomu lustra wody itp.

Tablica 3.1. Zbiorcza charakterystyka techniczna pompowni głębinowych Zakładu CZOK
Table 3.1. Summary of technical data of deep well pumps applied by CZOK

Typ agregatu głębinowego	Nominalne parametry techniczne agregatu głębinowego			Ilość zabudowanych agregatów głębin. (rezerw.) [szt.]	Głębokość zabudowy agregatów głębin. [m]	Dynamiczny poz. lustra wody (H_D) [m]	Statyczny poz. lustra wody (H_S) [m]	Średni dopł. wody [m³/min]	Rzędne zbiornika retencyjnego		Rzędne zbiornika awaryjnego	
	Wydajność Q [m³/min]	Wysokość podn. H [m]	Moc silnika P [kW]						Pojemność [tys. m³]	Czas retencji doby	Pojemność [tys. m³]	Czas retencji doby
Pompownia głębinowa „Sosnowiec"												
HDM 6723/10	7,2	490	820	2 + 1R	419,5 424,9 429,8	408	398	10,0	-149,5÷-138,5 86,8	6	-138,5÷-121,0 528,1	36
Pompownia głębinowa „Paryż"												
PN-142-5	6,0	300	440	3 + 1R	251,15 252,9 254,9 256,4	246	241	13,8	+25,0÷+28,0 479,0	20	+28,0÷+30,0 319,0	9
Pompownia głębinowa „Porąbka-Klimontów"												
DPF-458/6a	5,5	500	750	1 + 1R*	482,1 –	480	475	3,8	-195,0÷-200,0 416,0	92	-190,0÷-195,0 141,0	31
Pompownia głębinowa „Grodziec"												
PN-142-5	6,0	300	440	2R*	– –	–	–	4,8	0,0÷+40,0 1691,0	720	+40,0÷+45,0 692,0	114
Pompownia głębinowa „Katowice"												
HDM 6723/11	7,0	545	820	1 + 1R*	486 –	484	477,3	5,5	-204,5÷-197,5 43,0	5	-197,5÷-177,5 120,0	14
Pompownia głębinowa „Niwka-Modrzejów"												
HDM 6723/11	8,5	460	900	2 + 2R	462	460	450	13,3	-212,0÷-202,0 110,0	5,5	-202,0÷-192,0 110,0	5,5
Pompownia głębinowa „Gliwice"												
HDM 6723/11	7,0	545	820	1 + 1R	509,0 –	506	502	5,8	-270,0÷-266,0 200,0	23	-266,0÷-261,3 240,0	29
Pompownia przewałowa „Andrzej" rejon „Saturn"												
123 TV 2/2 NN	7,3	40,0	75	3 + 3R+1R*	38,0	36	31	14,5	+35,0÷+40,0 600,0	29	+40,0÷+45,0 615	30

*rezerwa na powierzchni

3.1.1. Przystosowanie szybów do pełnienia funkcji studni głębinowych

Szyby będące pionowymi wyrobiskami górniczymi, które w czynnej kopalni przeznaczone były do zjazdu załogi, transportu materiałów, wydobycia oraz pełniły funkcje wentylacyjne itp., w przeważającej większości eksploatowane przez wiele lat, wymagały przystosowania do pełnienia roli studni głębinowych. Z uwagi na prognozowaną wieloletnią eksploatację szybów jako studni głębinowych, dla podjęcia właściwych decyzji odnośnie jego przystosowania, przed przystąpieniem do zabudowy agregatów dla każdego z wytypowanych szybów dokonano analizy stanu technicznego obudowy szybowej, popartej obliczeniami i badaniami nie niszczącymi obudowy oraz jego wyposażenia z określeniem wpływu agresji wód na obudowę, a także pozostawionego w nim zbrojenia.

Zgodnie z projektami technicznymi pompowni głębinowych: „Sosnowiec", „Paryż", „Porąbka-Klimontów", „Grodziec", „Katowice", „Niwka-Modrzejów", „Gliwice" oraz „Saturn", szyby w danych rejonach odwadniania przystosowano do zabudowy ciągów pompowych w sposób następujący:

- szyb na poziomie zrębu zamknięto pomostem głównym roboczym,
- pod pomostem roboczym zabudowano pomost operacyjny,
- na zrębie szybu zabudowano podpory główne wsporcze składające się z belek nośnych wykonanych jako blachownice,
- na podporach głównych wsporczych zawieszono ciągi pompowe, mocowane w płytach klinowych, które podparto na konstrukcjach wsporczych,
- na górnym poziomie podpór głównych zabudowano blachy pokryciowe stanowiące podesty, z których dokonuje się montażu i demontażu ciągów pompowych,
- w celu umożliwienia przeprowadzania rewizji szybu w pomostach głównych roboczych oraz w pomostach operacyjnych wykonane są przeloty na naczynie wyciągu ratowniczego oraz ciągu wentylacyjnego, zabezpieczone klapami.

Agregaty głębinowe zawieszone są na pionowych ciągach skręconych z 10 m odcinków rur wiertniczych DN 244,5 x 10 posadowionych na płytach wsporczych na zrębie szybu.

Wody dołowe pompowane są agregatami głębinowymi na zrąb szybu a następnie za pomocą układu odprowadzenia wody na powierzchni grawitacyjnie zrzucane są kolektorami do rzek. Na rurociągach tłocznych mocowane są za pomocą specjalnych uchwytów przewody oponowe zasilające agregaty głębinowe oraz przewody sterownicze służące do pomiaru temperatury silników agregatów głębinowych.

3.1.2. Rodzaje agregatów głębinowych użytkowanych w Zakładzie CZOK

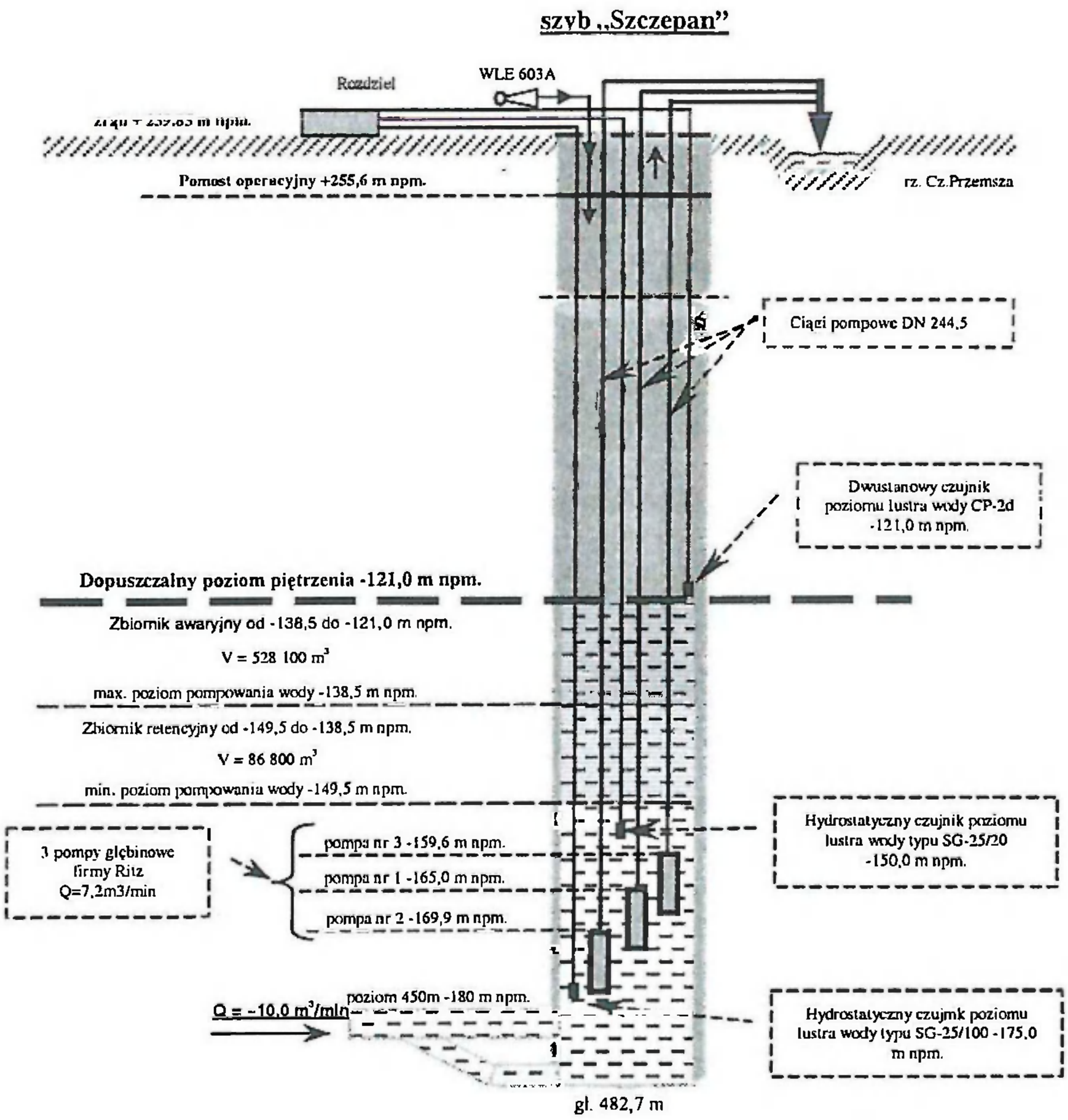
Centralny Zakład Odwadniania Kopalń w Czeladzi w rejonach, w których prowadzi odwadnianie głębinowe użytkuje pompy głębinowe o dwóch rodzajach konstrukcji [1, 6, 13], które opierają się na hydraulice:

- pomp odśrodkowych (radialnych) – są to agregaty głębinowe produkcji firmy RITZ typoszeregu HDM i produkcji firmy KSB typu DPF 548/6a,
- pomp odśrodkowych diagonalnych – są to agregaty głębinowe produkcji firmy PLEUGER typu PN-142-5.

3.2. Kontenerowe stacje transformatorowo-rozdzielcze [7].

Do zasilania urządzeń pompowni głębinowych zastosowano kontenerowe stacje transformatorowo-rozdzielcze 6/0,5/0,4/0,23kV z zabudowanymi rozdzielniami SN nowej generacji, wyposażonymi w nowoczesne wyłączniki i styczniki próżniowe oraz mikroprocesorowe zabezpieczenia elektroenergetyczne grupy SMAZ i MiCOM. W szafie pomiarowo-sterowniczej zastosowano komputer sterujący, którego zadaniem jest zbieranie informacji z układu elektroenergetycznego systemu monitorowania parametrów pracy urządzeń pompowni oraz parametrów bezpieczeństwa, w oparciu o które generowane są sygnały wyjściowe dotyczące załączenia i wyłączenia pomp.

Ponadto zadaniem komputera jest sygnalizowanie stanów awaryjnych pracujących urządzeń oraz przekazywanie informacji do systemu nadrzędnego oraz na tablicę synoptyczną zabudowaną u dyspozytora Zakładu CZOK.



Rys. 3.1. Schemat poglądowy pompowni głębinowej
Fig. 3.1. Pictorial diagram of a deep well pumping station

3.3. System monitorowania i sterowania [5].

Do sterowania oraz monitorowania pracy urządzeń pompowni głębinowych i parametrów bezpieczeństwa zastosowano system typu SMPG [5, 9], który zapewnia:

- monitoring poziomu zwierciadła wody w szybie – studni głębinowej, realizowany za pomocą dwóch czujników (sond hydrostatycznych) o różnych konstrukcjach,
- monitoring składu powietrza w szybie – studni, w zakresie kontroli O_2, CO, CO_2 i CH_4.

Stan parametrów bezpieczeństwa oraz parametrów pracy urządzeń pompowni głębinowych na bieżąco wizualizowany jest na monitorze komputera przemysłowego - lokalnie na stanowisku obsługi oraz zdalnie na stanowisku dyspozytora Zakładu CZOK.

Komunikacja prowadzona jest poprzez port szeregowy z modemem telefonicznym lub w przypadku awarii z modemem komórkowym.

4. Technologia pompowania głębinowego

Mając na uwadze zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych, co jest głównym założeniem modernizacji układów głównego odwadniania likwidowanych kopalń, Centralny Zakład Odwadniania Kopalń opracował harmonogram pracy pompowni głębinowych polegający na tym, że w dni powszednie jednocześnie pracują wszystkie agregaty głębinowe w godzinach poza szczytami energetycznymi, w których energia elektryczna jest najtańsza, utrzymując poziom lustra wody w granicach rzędnych zbiornika retencyjnego, natomiast w święta i dni wolne od pracy pompowe agregaty głębinowe pracują w sposób ciągły w celu maksymalnego obniżenia poziomu lustra wody.

5. Podsumowanie i wnioski

1. Zastosowany w praktyce system odwadniania kopalń podziemnych przy pomocy agregatów głębinowych nie ma odpowiednika zarówno w rozwiązaniach krajowych jak i zagranicznych, dlatego wszystkie spostrzeżenia i uwagi wynikające z eksploatacji mają szczególne znaczenia dla praktycznej oceny i weryfikacji oraz wypracowania optymalnego rozwiązania.
2. Ze względu na trudny do określenia, ale na pewno bardzo długi czasokres, w którym konieczne będzie pompowanie wody z dołu kopalń po ich likwidacji w celu niedopuszczenia do powstania zagrożenia wodnego dla sąsiednich czynnych zakładów górniczych istnieje konieczność dalszej racjonalizacji dotychczasowego sposobu odwadniania, zapewniającego zmniejszanie kosztów odwadniania kopalń stanowiących główny składnik ogólnie ponoszonych kosztów utrzymania, poprzez opracowanie stosownych analiz i dalsze podnoszenie poziomów lustra wody w poszczególnych rejonach odwadniania, do rzędnych nie stwarzających zagrożenia wodnego.
3. System głębinowy, oparty na agregatach głębinowych zainstalowanych w adaptowanych do tego celu szybach, wykonany według projektu celowego opracowanego przez AGH Kraków [12], zakładający stopniowe wypełnianie się wodą zrobów, przy jednoczesnej pełnej kontroli lustra wody, pozwala na stabilizację poziomu lustra wody na żądanej rzędnej poniżej rzędnych niebezpiecznych lub niepewnych połączeń hydraulicznych między kopalniami na określony czas, a następnie po zaistnieniu odpowiednich warunków do dalszego naturalnego piętrzenia się wody.

4. Główne walory projektowanego systemu odwadniania to:
   - możliwość likwidacji wszystkich wyrobisk kopalni przez zatopienie za wyjątkiem szybów adaptowanych na studnie głębinowe,
   - wyeliminowanie przebywania ludzi na dole,
   - likwidacja zagrożenia pożarowego przez sukcesywne zatapianie zrobów,
   - systematyczne zmniejszanie się dopływów na skutek dopuszczenia do stałego kontrolowanego podnoszenia się lustra wody,
   - zminimalizowanie obsługi ograniczonej do nadzoru pompowni pracujących w układzie automatycznym,
   - zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych 3÷4-krotnie w stosunku do kosztów ponoszonych przy stacjonarnym systemie głównego odwadniania.
5. Wśród wad nowego systemu odwadniania wymienić należy przede wszystkim konieczność tworzenia olbrzymich zbiorników wodnych, które ze względu na bezpieczeństwo otaczających kopalń muszą wykazywać się znaczną stabilnością [2, 10, 11, 12, 13]. Wymaga to podejmowania szczególnie rozważnych decyzji zarówno w fazie opracowywania projektu zatapiania zrobów, jak i również w fazie realizacji.
6. Na podstawie dotychczasowych spostrzeżeń, prowadzonych dokumentacji oraz doświadczeń w zakresie eksploatacji urządzeń pompowni głębinowych [4, 5, 7], można stwierdzić, że:
   - rzeczywiste parametry pracy agregatów głębinowych (wysokość podnoszenia, wydajność, moc pobierana itp.) wykazywane na stanowiskach monitorowania oraz wynikające z pomiarów prowadzonych przez służby specjalistyczne Zakładu CZOK w okresie rozruchu, były zgodne z charakterystykami agregatów,
   - w każdym szybie wytypowanym do pełnienia roli studni głębinowej, mając na uwadze między innymi problemy w szybie „Bartosz II" w rejonie „Katowice" związane z wyciąganiem i zabudową sond hydrostatycznych, należy obowiązkowo wyzbroić przedział drabinowy, zdemontować rurociągi, kable oraz inne zbędne elementy wyposażenia szybu mogące w przyszłości stanowić przeszkodę w trakcie opuszczania czy też wyciągania urządzeń,
   - w okresie poprzedzającym zabudowę agregatu głębinowego w wytypowanym szybie należy dokonać przez jednostkę specjalistyczną oceny stanu technicznego obudowy i zbrojenia tego szybu pod kątem ich wytrzymałości i przydatności.
   - Ustalenia i wnioski wynikające z w/w ekspertyzy powinny stanowić podstawę do określenia zakresu napraw i wzmocnienia obudowy szybu oraz ewentualnego wyzbrojenia zużytych i skorodowanych elementów zbrojenia szybu,
   - przeprowadzone kontrole obudowy szybu za pomocą urządzenia do kontroli szybów i wyposażenia (kamery przemysłowej) potwierdziły zasadność wykorzystania tych urządzeń. Ponadto ważnym elementem tych kontroli jest dokumentacja wizualna, która w przyszłości może być przydatna do określenia zmian w obudowie szybu,
   - bardzo ważnym elementem pompowni głębinowych mającym decydujący wpływ na bezpieczeństwo jest system monitorowania pracy urządzeń pompowni głębinowych. Z dotychczasowych doświadczeń wynika, że bardzo słuszną decyzją była decyzja o zabudowie do kontroli poziomu lustra wody 2-ch uzupełniających się czujników o różnych konstrukcjach. Układ taki pozwala na precyzyjny odczyt poziomu lustra wody oraz umożliwia wzajemną rezerwację czujników tak ważnego parametru,

- poziom maksymalny pompowania wody winien uwzględniać rezerwę pojemności, umożliwiającą zmagazynowanie dopływu wody w czasie przewidywanej najdłuższej awarii urządzeń odwadniających lub ich wymiany tak, aby poziom lustra wody w szybie nie przekroczył poziomu dopuszczalnego,
- zainstalowany system kontroli parametrów stężeń gazów w powietrzu w szybach studniach – głębinowych działa w sposób zawodny. Mając na uwadze wynikające z tego zagrożenia, w rejonie każdego z szybów wyznaczono „Strefę zagrożenia" wraz z urządzeniem świetlnym sygnalizującym zniżkę ciśnienia barometrycznego, tj. strefę ostrzegającą pracowników obsługujących i wykonujących prace przy urządzeniach pompowni głębinowych. W strefie tej należy zachować szczególne środki ostrożności z uwagi na możliwość wystąpienia zagrożenia z tytułu przekroczenia dopuszczalnych stężeń gazów w powietrzu szkodliwych dla zdrowia. Ponadto w związku z koniecznością wykonywania kontroli urządzeń zabudowanych w szybach takich jak pomosty robocze, pomosty operacyjne oraz wykonywania prac z pomostów operacyjnych np. przy wymianie czujników poziomu lustra wody zostały opracowane szczegółowe instrukcje wykonywania w/w czynności. Warunkiem niezbędnym przy wykonywaniu kontroli i prac na pomostach operacyjnych jest konieczność stosowania przenośnych urządzeń do ciągłego pomiaru składu powietrza typu: TOX – CO_2, TOX – CO, OXG – O_2 oraz wskaźnika zawartości O_2 i CO_2 w powietrzu kopalnianym.

7. W zakresie doboru agregatów głębinowych, unifikacji maszyn i sprzętu a także jego rezerwacji należy zwracać uwagę aby dobrane urządzenia:
   - umożliwiały odprowadzenie najwyższego dobowego dopływu wody w czasie nie dłuższym niż 20 godzin [10],
   - były zunifikowane, zwłaszcza w zakresie stosowanych agregatów pompowych i urządzeń towarzyszących (rurociągów, kabli, systemów monitoringu wraz z osprzętem itp.),

   Ponadto na podstawie dotychczasowych doświadczeń uważa się, że rezerwowe agregaty głębinowe powinny być zabudowane w szybach a nie składowane w magazynach. Pozwoli to na poprawę ekonomiki pompowania, a więc wpłynie na obniżenie kosztów z tytułu zużycia energii elektrycznej pobranej w godzinach szczytów energetycznych.
8. Bardzo ważnym warunkiem do spełnienia na etapie zakupu agregatów głębinowych jest wykonanie właściwej ekspertyzy chemicznej wody dołowej dopływającej do danej pompowni głębinowej. Wiąże się to z koniecznością zastosowania agregatów pompowych wykonanych z odpowiednich materiałów i przystosowanych do pompowania wody o określonym składzie chemicznym oraz zawartości zawiesiny. Warunek ten nie został spełniony przy doborze agregatów dla pompowni „Gliwice", w której od czerwca 2000 roku wymieniono czterokrotnie agregat głębinowy. Także w pompowni głębinowej „Paryż" pompowe agregaty głębinowe posiadają zaniżoną wydajność oraz występuje nadmierny wzrost temperatury silników uniemożliwiający ich ciągłą pracę, co może być spowodowane odkładaniem się na powierzchniach osadów wytrącanych z pompowanej wody.

Literatura

[1] Apfelbacher R., Borkowski M.,1997 – Pompy i silniki głębinowe KSB dla górnictwa. KSB Homburg.

[2] Frolik A. i in., 2000 – Model odwadniania kopalń przewidzianych do likwidacji w ramach Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A. w Bytomiu planowanych do włączenia do Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń. GIG Katowice.
[3] Kopek St., Małkowski A., 2000 – Planowane uproszczenia systemów odwadniania kopalń Zagłębia Dąbrowskiego w oparciu o projekt celowy opracowany przez AGH Kraków. Seminarium – Doświadczenia z likwidacji kopalń Zagłębia Dąbrowskiego. Sosnowiec.
[4] Kopek St., Michel W., 2002 – Doświadczenia wynikające z eksploatacji pompowych agregatów głębinowych. Seminarium - Doświadczenia z eksploatacji pomp głębinowych. Zakład CZOK, Czeladź.
[5] Kopek St., Stach J., 2002 – Doświadczenia z zabudowy i eksploatacji systemu łączności ogólnozakładowej i dyspozytorskiej oraz zdalnego monitorowania pracy urządzeń pompowni głębinowych. Seminarium - Doświadczenia z eksploatacji pomp głębinowych. Zakład CZOK, Czeladź.
[6] KSB - Pumpen Armaturen, 1999 – Pompy głębinowe - charakterystyka ogólna.
[7] Marzec J., Kucharski M., 2002 – Doświadczenia wynikające z eksploatacji kontenerowych stacji transformatorowo – rozdzielczych w Zakładzie CZOK. Seminarium - Doświadczenia z eksploatacji pomp głębinowych. Zakład CZOK, Czeladź.
[8] Postawa J., Kopek St., Witosiński J., 2000 – Odwadnianie likwidowanych kopalń pompami głębinowymi. Międzynarodowa Konferencja „Budownictwo Podziemne 2000". AGH Kraków.
[9] Postawa J., Machnicki M., Kopek St., 2000 – Problemy odwadniania w likwidowanych kopalniach oraz praktyczne i ekonomiczne aspekty wynikające z zastosowania pomp głębinowych. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2000. Szczyrk.
[10] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. (Dz. U. Nr 139, poz. 1169 z 2002 r.) w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.
[11] Szczepański A., 1999 – Hydrogeologiczne uwarunkowania likwidacji zakładów górniczych. Przegląd Górniczy nr 7.
[12] Szczepański A. i in., 1997/98 – Badania hydrogeologiczno-górnicze dla opracowania warunków i zasad funkcjonowania scentralizowanego systemu odwadniania likwidowanych kopalń gwarantujących bezpieczeństwo czynnych zakładów górniczych. Projekt celowy: nr 9T12A03896C/3006 pt. „ Centralny system odwadniania likwidowanych kopalń zlokalizowanych w północnej i północno-wschodniej części Górnośląskiego Zagłębią Węglowego uwzględniający bezpieczeństwo kopalń czynnych". AGH Kraków.
[13] Szczepański A. i in., 1998 – Wielowariantowy projekt koncepcyjny docelowego modelu odwadniania kopalni „Saturn" i kopalń sąsiednich tworzących tzw. podsystem „Saturn". Zakład Hydrogeologii i Ochrony Wód AGH Kraków.

New technical solutions applied for drainage of closed mines covered by the Central Department of Mine Drainage (CZOK) in Czeladź

Abstract

The new technical solutions applied for drainage of closed underground mines presented in :he paper, which depends on the adaptation of existing shafts to serve as deep wells and on ıpplying for drainage purposes deep well pumping engines built into such shafts, is beyond :ompare with respect to both Polish and foreign solutions.

The innovatory solution, the experience in its operation collected hitherto, the complexity of the problem, the necessity of considering alternative solutions and the declared willingness to cooperate with specialists from outside will become a base for working out an optimum solution.

Recenzent: dr inz. Jacek Postawa

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 471-479

Henryk KORUS, Krzysztof KRYJ
KWK „Jankowice" 44-203 Rybnik ul. Jastrzębska 12, tel. (0-32) 7392600

Nowe rozwiązania odstawy międzypoziomowej środkiem obniżenia kosztów wydobycia w KWK „Jankowice"

Słowa kluczowe

odstawa międzypoziomowa - regulacja częstotliwościowa prędkości - przenośnik wznoszący krzywoliniowy - koszty eksploatacji

Streszczenie

W referacie przedstawiono sposób w jaki rozwiązano problem transportu urobku z nowego poziomu wydobywczego w KWK „Jankowice". Artykuł zawiera w swej treści sposób budowy nowoczesnej odstawy międzypoziomowej z wykorzystaniem jednego przenośnika taśmowego, wznoszącego, krzywoliniowego typu Bogda 1400 o zmiennej prędkości – zależnej od obciążenia, oraz doświadczenia z jego eksploatacji.

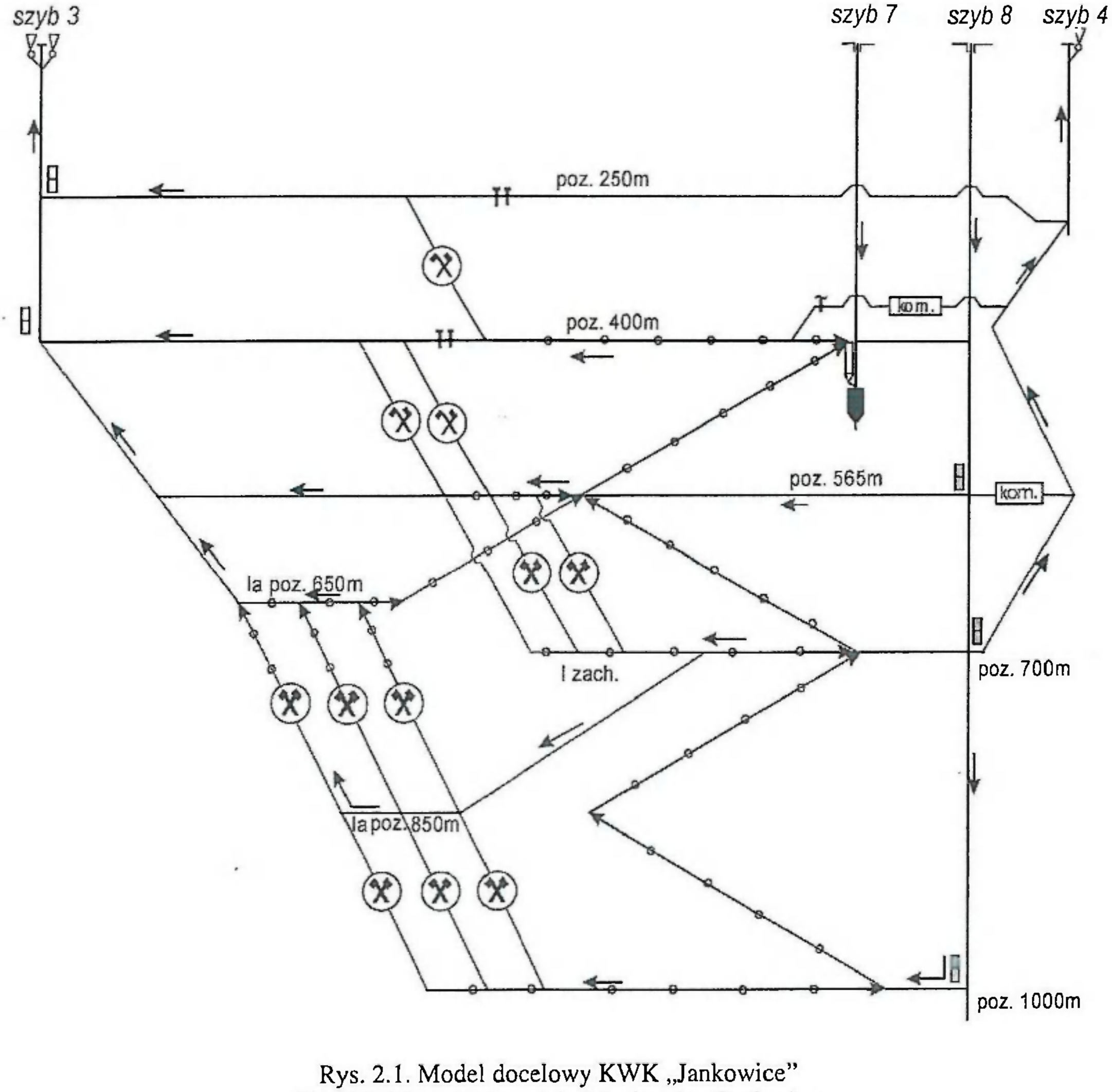
1. Wprowadzenie

Budowa kopalni „Jankowice" (pierwotna nazwa „Szyby Blüchera") rozpoczęto w roku 1913, zaś do wstępnej eksploatacji przekazano ją 3 lata później. Do końca II wojny światowej jej zdolność wykorzystywana była koniunkturalna. W okresie tym złoże udostępnione było na poz. 100 m, 165 m i 250 m a eksploatacja prowadzono wyłącznie w pokładach grupy 500. W latach 1976–1984 przystąpiono do rozbudowy kopalni. Zgłębiono szyby nr 5a (wentylacyjny), 6 (materiałowo-zjazdowy), 7 (wydobywczy-skip), rozbudowano poziomy wydobywcze 250 m i 400 m oraz kompleks obiektów powierzchniowych. Dzięki podjętym działaniom wydobycie dobowe w kolejnych latach wzrastało osiągając najwyższą średnioroczną wartość 18 159 t/d w roku 1988. Kolejne lata, związane z kryzysem a następnie transformacją gospodarczą kraju charakteryzują się spadkiem wydobycia netto; związane to było również z modernizacja zakładu przeróbczego, która miała na celu poprawę jakości węgla handlowego. Obecnie – w 2002 r. – zdolność produkcyjna kopalni limitowana jest głównie zdolnością produkcyjna frontu eksploatacyjnego i wynosi około 16 tys. t/d.

2. Problem transportu w KWK „Jankowice"

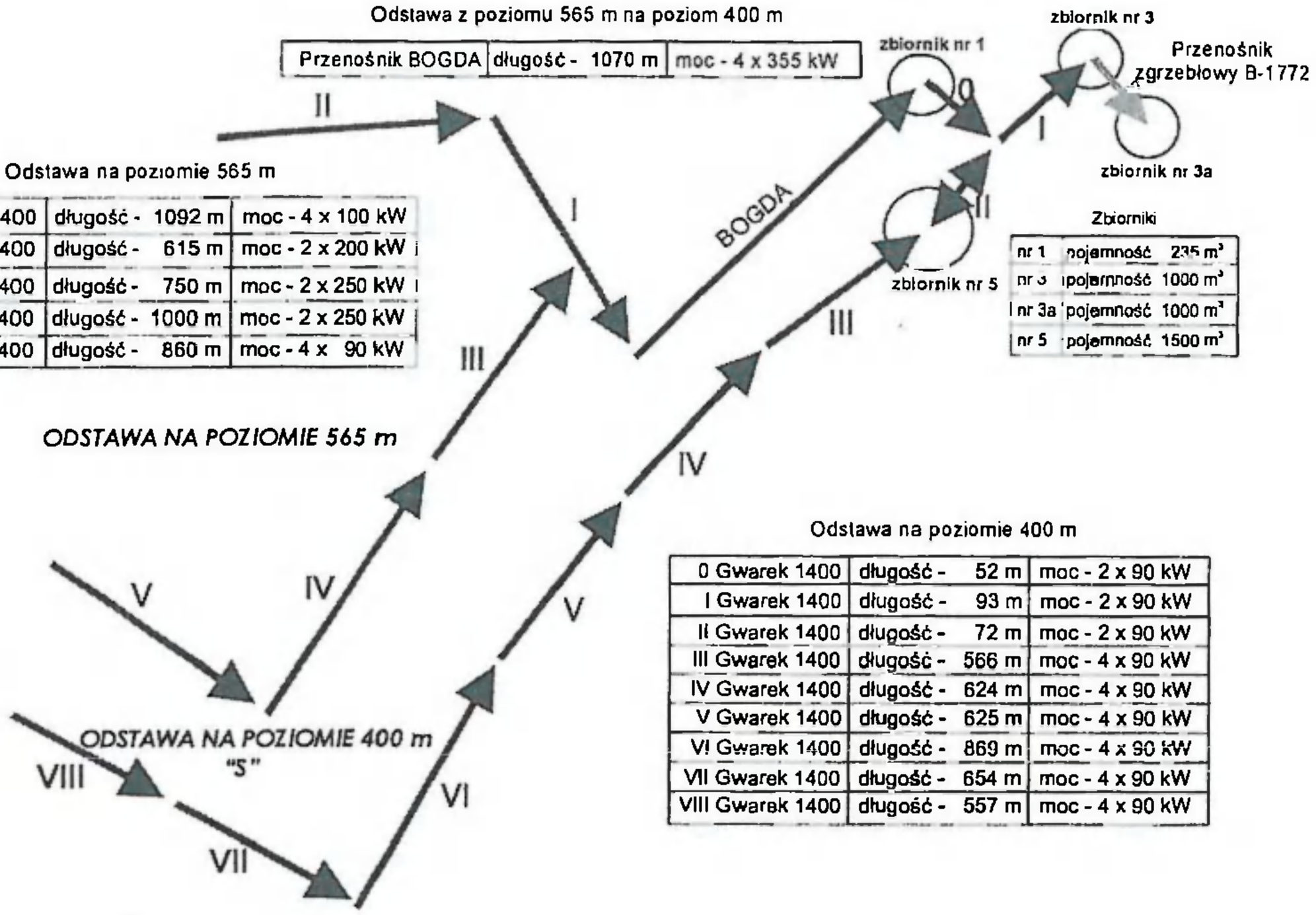
Problem transportu urobku w KWK „Jankowice" został zdefiniowany pod koniec lat 70-tych. W trakcie budowy poz. 400 m, który był zaprojektowany dla przewozu urobku w pięciotonowych wozach typu „Granby", kierownictwo kopalni podjęło decyzję, głównie ze względu na wypiętrzenie spągu o zmianie transportu kołowego na odstawę taśmową. Podsta-

wowym środkiem transportu urobku stały się przenośniki taśmowe typu Gwarek 1200, a później Gwarek 1400. Przyszłość, a wraz z nią rozwój kopalni, pokazała że transport taśmowy pod wieloma względami jest lepszy od transportu kołowego (wydajność, gabaryty itp.). Rezygnacja z kopalnianej kolei podziemnej jako środka odstawy urobku na poziomach wydobywczych na rzecz przenośników taśmowych zdeterminowała model kopalni w zakresie projektowania zarówno struktury pionowej jak i poziomej.

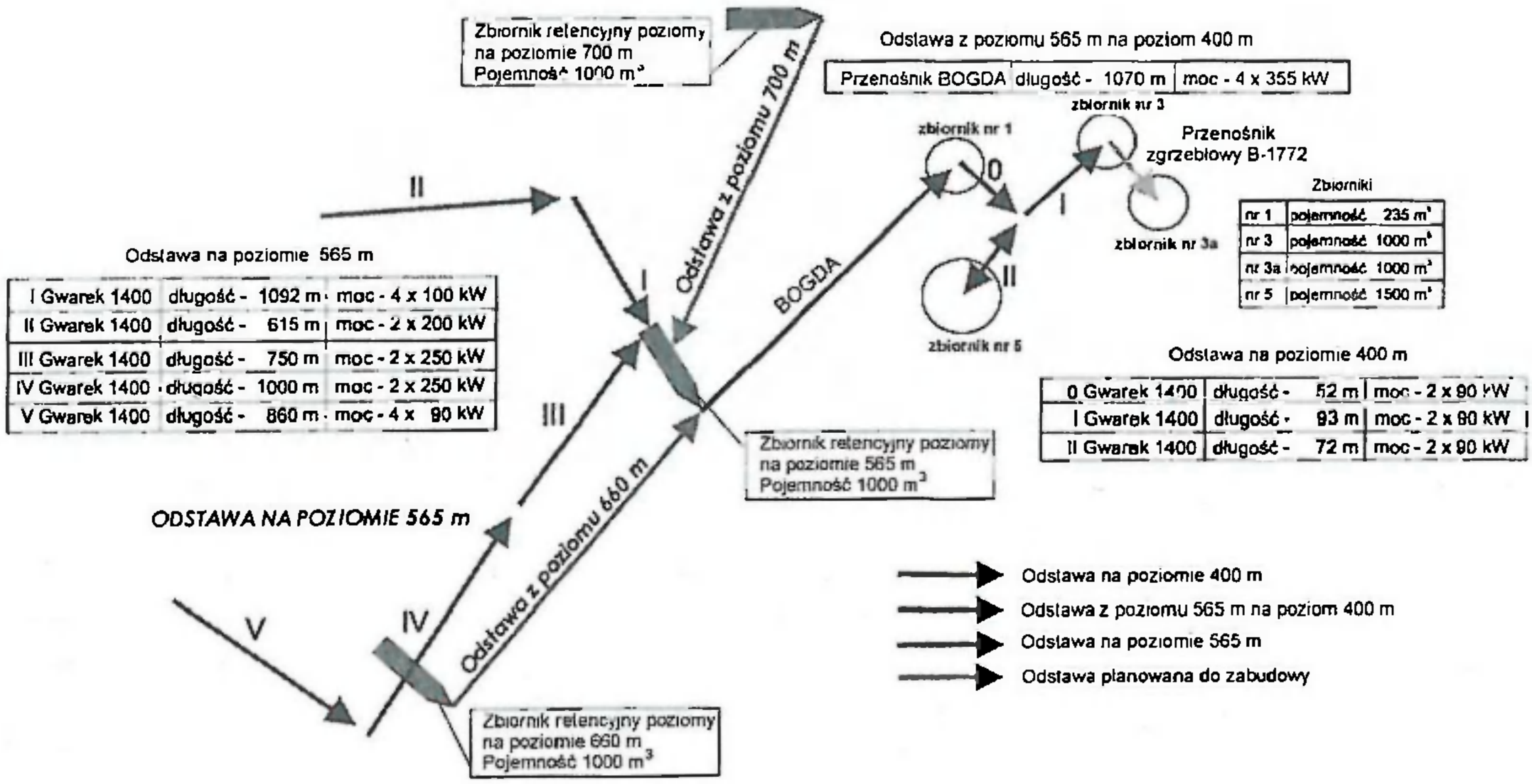


Rys. 2.1. Model docelowy KWK „Jankowice"
Fig. 2.1. The target model of Jankowice Coal mine

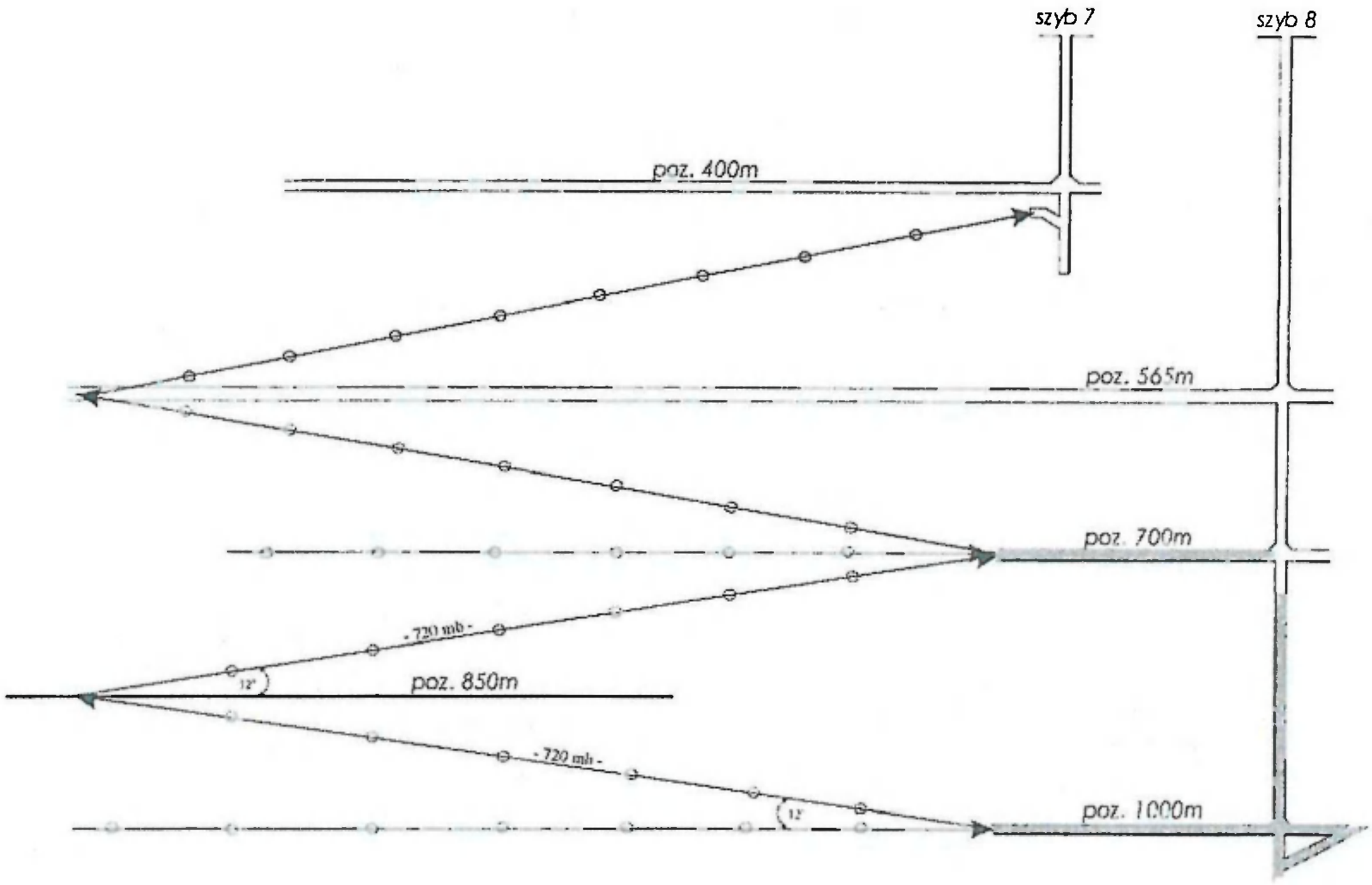
Na poziomie 400 m istniały dwie główne nitki transportu taśmowego (północna i południowa) oparte na przenośnikach typu Gwarek 1400. Cały urobek z eksploatowanych ścian transportowany był za pomocą tej odstawy na system czterech zbiorników wyrównawczych i urządzeń przyszybowych szybu skipowego nr 7.



Rys. 2.2. Odstawa Główna KWK „Jankowice" (planowana od 4 listopada 2002 r.)
Fig. 2.2. The main conveyor belt system at Jankowice Coal mine (planed from 4 of November 2002)



Rys. 2.3. Odstawa Główna KWK „Jankowice" (model docelowy odstawy na poziomie 565 m)
Fig. 2.3. The target scheme of the main conveyor system at Jankowice Coal mine on the level 565 m



Rys. 2.4. Docelowy schemat odstawy urobku w KWK „Jankowice"
Fig. 2.4. The target scheme of the main conveyor system at Jankowice Coal mine

Na początku lat 90. w KWK „Jankowice" wprowadzono po raz pierwszy rozwiązanie polegające na transporcie urobku z poziomu 565 m drogami pochyłymi za pomocą czterech przenośników taśmowych na istniejącą odstawę główną kopalni na poziomie 400 m. Urobek z eksploatowanych ścian poniżej poziomu 400 m był sprowadzany na poziom 565 m za pomocą odstawy oddziałowej i dalej systemem przenośników wznoszących (Gwarek 1400) na istniejącą odstawę główną na poziomie 400 m. Dzięki temu rozwiązaniu kopalnia mogła zrezygnować z kosztownego i czasochłonnego przystosowania podszybia szybu wydobywczego na poziomie 565 m wykorzystując istniejący i dobrze rozwinięty system zbiorników wyrównawczych na poziomie 400 m. Odstawa międzypoziomowa miała długość 800 m i była oparta na czterech przenośnikach typu gwarek 1400. Wydajność maksymalna tego węzła transportowego wynosiła około 2000 t/godz. Odstawa ta istniała do roku 1999 i była swego rodzaju „poligonem doświadczalnym" dla kadry inżynieryjno-technicznej kopalni w zakresie prowadzenia przenośnikami taśmowymi odstawy głównej z poziomu niższego na poziom wyższy.

W roku 1998 w kopalni podjęto decyzję o budowie ostatecznej odstawy urobku z poziomu 565 m na poziom 400 m z użyciem jednego przenośnika taśmowego w zamian rezygnując z pogłębiania szybu wydobywczego. Nowa nitka transportu międzypoziomowego miała zastąpić mocno wyeksploatowaną odstawę w przekopie wznoszącym. Przed podjęciem tej decyzji przeprowadzono szereg analiz techniczno-ekonomicznych oceniających zasadność przyjętych rozwiązań, które potwierdziły zarówno od strony technicznej jak i ekonomicznej słuszność przyjętych koncepcji.

3. Analiza kosztów nowego rozwiązania transportu

W tablicy 3.1 przedstawiono zestawienie kosztów przystosowania szybu skipowego nr 7 do ciągnienia urobku z poziomu 565 m (w miejsce aktualnego ciągnienia z poziomu 400 m) a wykonaniem odstawy urobku jednym przenośnikiem w upadowej transportowej z poziomu 565 m.

Tablica 3.1. Zestawienie kosztów przystosowania szybu nr 7 do ciągnienia z poziomu 565 m
Table 3.1. Cost breakdown for adapting output shaft 7 to hoisting from level 565 m

L.p.	Rodzaje robót i zakupów	Koszt [zł] (*)
I.	Roboty górnicze w rejonie szybu:	20 500 000,00
	wykonanie podszybia (kieszenie skipowe, komory zbiornika 2 x 1000 m3, wyrobiska przyszybowe roboty górnicze oraz wyposażenie	20 500 000,00
II.	Roboty specjalistyczne w szybie:	10 020 000,00
	czyszczenie rury szybowej	2 310 000,00
	zbrojenie szybu oraz wyposażenie rząpia	4 560 000,00
	czyszczenie rząpia na poziomie 565 m	300 000,00
	odwodnienie rząpia	350 000,00
	modernizacja maszyny wyciągowej z wymianą lin	2 500 000,00
III.	Roboty górnicze na poziomie 565 m	2 663 000,00
	drążenie wyrobisk górniczych na poziomie 565 m	2 663 000,00
IV.	Zakupy	2 000 000,00
	przenośnik taśmowy	2 000 000,00
V.	Robocizna	102 000,00
	montaż przenośnika nr 1	66 000,00
	montaż przenośnika nr 2	36 000,00
	Koszt całkowity wersji 1(KW1)	35 285 000,00

(*) ceny obowiązujące w roku 1998

Tablica 3.2. Zestawienie kosztów wykonania odstawy urobku jednym przenośnikiem w upadowej transportowej z poziomu 565 m
Table 3.2. Cost dreakdown for building the belt conveyor in the drift from level 565 m

L.p.	Rodzaje robót i zakupów	Koszt [zł] (*)
I.	Roboty górnicze w rejonie szybu	0,00
II.	Roboty specjalistyczne w szybie	0,00
III.	Roboty górnicze na poziomie 565 m	0,00
IV.	Zakupy:	9 380 000,00
	przenośnik taśmowy Bogda 1400	9 380 000,00
V.	Robocizna:	78 000,00
	montaż przenośnika nr 1	78 000,00
	Koszt całkowity wersji 1(K_{w2})	9 458 000,00

(*) ceny obowiązujące w roku 1998

Porównanie kosztów wykonania w wersji 1 i w wersji 2:

$$K_{W1} = 35\ 285\ 000{,}00$$
$$K_{W2} = 9\ 458\ 000{,}00$$
$$K_C = K_{W2} - K_{W1} = -\ 25\ 827\ 000{,}00$$

Z przedstawionego porównania kosztów: tj. przystosowania szybu nr 7 do ciągnienia urobku z poziomu 565 m (tab. 3.1) oraz odstawy urobku jednym przenośnikiem taśmowym typu B-1400 (tab. 3.2) wynika, iż koszt przystosowania szybu nr 7 do ciągnienia urobku z poziomu 565 m jest rozwiązaniem ponad 3,7 razy droższym od rozwiązania alternatywnego polegającego na zastosowaniu przenośnika taśmowego. Różnica kosztów wynosi ponad 25 mln zł na korzyść rozwiązania z zastosowaniem jednego przenośnika. Należy więc stwierdzić, iż przyjęte przez kopalnię rozwiązanie jest ekonomicznie uzasadnione.

4. Parametry techniczne nowej koncepcji odstawy

Podstawowym elementem nowej odstawy miał być przenośnik taśmowy typu B-1400 o mocy napędu 4×355 kW, szerokości taśmy 1400 i prędkości transportowej urobku do 3,8 m/s. Kopalnia postanowiła zabudować taki przenośnik w wyrobisku nachylonym i załamanym w płaszczyźnie poziomej, gdyż było to jedyne wyrobisko łączące poz. 565 m i 400 m, które ze względu na nachylenie nadawało się do zabudowy przenośnika taśmowego. Zdecydowano się na takie rozwiązanie głównie ze względów oszczędnościowych. Jedyną niedogodnością była nieprostolinijność wyrobiska i chcąc wykonać odstawę opartą na jednym przenośniku należało zabudować w tym wyrobisku przenośnik wznoszący krzywoliniowy przestrzennie załamany. W związku z tym przenośnik ten miał spełniać następujące warunki:

- transport całego dobowego wydobycia kopalni wynoszące około 24 tys. t/d przy wydajności maksymalnej wynoszącej 2000 t/godz.;
- prędkość transportowa urobku od 0,5 do 3,15 m/s;
- pokonywać różnicę wysokości wynoszącą 165 m przy nachyleniu trasy 9°50';
- pokonywać zakręt w płaszczyźnie poziomej ok. 5°.

Dla tak postawionych warunków techniczno-ruchowych Zakłady Naprawcze S.A. Rybnik i firma CITO z Piotrkowa Trybunalskiego zaprojektowały przenośnik taśmowy nowej generacji typu BOGDA-1400 o szerokości taśmy 1400 mm i mocy napędów 4×355 kW (tab. 4.1). Jest to przenośnik przestrzennie załamany tj. występują zakręty zarówno w płaszczyźnie poziomej jak i pionowej. Zastosowane rozwiązania konstrukcyjne przenośnika są bardzo nowatorskie.

Przenośnik ten z racji swego znaczenia dla kopalni jest „przenośnikiem strategicznym" gdyż w przyszłości dowiązane zostaną do niego odstawy główne z niższych poziomów i w zasadzie do końca istnienia kopalni przenośnik ten będzie przedłużeniem szybu wydobywczego do poziomu 565 m.

Dotychczasowa ocena pracy przenośnika taśmowego typu BOGDA 1400 zainstalowanego w KWK „Jankowice" wynika z obserwacji ruchowych, oraz z analiz przeprowadzonych przez kadrę inżynieryjno-techniczną w trakcie eksploatacji.

Uruchomienie przenośnika Bogda 1400, po próbnych rozruchach nastąpiło 14.09.2000 r. W roku 2001 przetransportowano nim średnio około 10 tys. ton na dobę, natomiast w roku bieżącym transportuje się Bogda około 6,5 tys. ton na dobę.

Napęd przenośnika stanowią cztery silniki o mocy 355 kW każdy. Sumaryczna moc napędu wynosi 1,22 MW. Tak duża moc napędu nie była do tej pory spotykana w przenośnikach górnictwa podziemnego. Do zasilania silników zastosowano prądowe przemienniki częstotliwości typu PPC 2/3. Dzięki zastosowaniu prądowych przemienników częstotliwości możliwy jest płynny rozruch przenośnika od 0 do 3,15 m/s oraz płynna regulacja prędkości w zakresie 1,1 do 3,15 m/s ze stałym przyśpieszeniem, opóźnieniem 0,1 m/s^2. Dzięki takiemu rozwiązaniu w znacznym stopniu udało się ograniczyć udary prądów rozruchowych. Dodatkowo płynny rozruch jaki i płynna zmiana prędkości ma istotny wpływ na trwałość części mechanicznych przenośnika takich jak: bębny, krążniki, jak i samą taśmę. Ma to istotny wymiar finansowy z racji dłuższej żywotności części ruchowych przenośnika.

Algorytm pracy przenośnika został opracowany tak, aby jego prędkość była uzależniona od ilości urobku transportowanego przez przenośnik zsypujący. Pomiar wielkości nadawy nadzoruje sterownik za pomocą dwóch czujników ultradźwiękowych mierzących wielkość pryzmy urobku. Celem opracowanego układu jest taka regulacja prędkości przenośnika, aby jego zasyp był równomierny na całej długości. Pozwoli to w efekcie na magazynowanie węgla na taśmociągu. Dostosowanie prędkości przenośnika do wielkości nadawy ma istotny wpływ na oszczędność energii elektrycznej a tym samym zmniejszenie kosztów eksploatacji.

Tablica 4.1. Dane techniczne przenośnika Bogda 1400
Table 4.1. Technical specification of belt conveyor Bogda 1400

Długość	[m]	1070
Wydajność	[t/h]	2000
Nachylenie trasy	[°]	9°50'
Wysokość podnoszenia	[m]	165
Załamanie, w płaszczyźnie poziomej	[°]	5°
Moc	[kW]	4 x 355
Napięcie	[V]	1000
Przekładnie		PREINFALK
Hamulce		Szczękowe – ZRHT 5
Średnice bębnów - ϕ	[mm]	Wysięgnik – 1250 Napęd – 1000 Zwrotnia – 800 Pętlica – 800
Zestawy krążnikowe górne	[szt]	851
Krążniki górne	[typ]	ϕ 133 x 530
Zestawy krążnikowe dolne	[szt]	378
Krążniki dolne	[typ]	ϕ 133 x 750
Taśma	[typ]	GTP ST 3150 – FTT Stomil Wolbrom
Ilość połączeń	[szt]	15
Siła napięcia taśmy	[kN]	40
Zakres wybierania taśmy	[m]	10

Tablica 4.2. Zestawienie wyników zużycia energii przez przenośnik Bogda 1400 podczas jazdy z prędkością regulowaną i ustaloną (3 m/s)
Table 4.2. Comparison of unregulated end regulated belt drives – power consumption

Rodzaj pracy	Srednie zużycie energii na jedn. wydobycia [kWh/t]
Praca z prędkością regulowaną [1–3 m/s]	1,44
Praca z prędkością zadaną [3 m/s]	1,98
Różnica	0,54

Zysk energii wynosi 0,54 kWh na jednej tonie transportowanego urobku, przenośnik w 2001 roku przetransportował około 2,5 mln ton urobku. Cena 1 MWh wynosiła 177,09 zł .

Obliczenie oszczędności energii:

$$2\,500\,000\ [t] \times 0{,}56\ [kWh/t] = 1\,400\,000\ [kWh]$$

Średnia cena 1 kWh w roku 2001 wynosiła 0,17709 zł.
Oszczędność w zł wyniosła:

$$1\,400\,000\ [kWh] \times 0{,}17709\ [zł/kWh] = 247\,926\ zł$$

Z tytułu eksploatacji tego przenośnika kopalnia zaoszczędziła w roku 2001 ok. 250 tys. zł. Z racji bardzo dużej mocy napędu i związanych z tym znacznych napięć występujących w taśmie producent zalecił zastosowanie taśmy z linkami stalowymi typu GTP ST 3150. Taśma ta charakteryzuje się dużą wytrzymałością i odpornością na zerwania. Zastosowanie tego typu taśmy było konieczne ze względu na znaczne siły zrywające, występujące przy maksymalnym obciążeniu.

Podsumowanie

W niedalekiej przyszłości kopalnia planuje uruchomienie odstawy urobku z poziomu 700 m na poziom 565 m. Jako urządzenie odstawy międzypoziomowej planuje się wykorzystać przenośnik o podobnych parametrach.

Docelowy model kopalni dzięki tym rozwiązaniom oparty jest m. in. na rezygnacji z pogłębiania szybu wydobywczego. Do końca żywotności kopalni, która obejmuje eksploatację do głębokości 1000 m urobek transportowany będzie drogami pochyłymi na poz. 400 m. Pozwoli to na uniknięcie ogromnych inwestycji górniczych, które w klasycznym układzie wymagałyby pogłębiania czynnego szybu wydobywczego o około 600 m i wykonania podszybi wraz z niezbędną infrastrukturą na czterech poziomach tj. 565, 700, 850 i 1000 m. Byłby to ciągły proces inwestycyjny i prawdopodobnie zawsze spóźniony, gdyż żywotność kopalni określa się na około 40 lat.

Szacuje się, że uniknięcie pogłębiania szybu wydobywczego o około 600 m i budowy czterech podszybi skipowych pozwoli na zaoszczędzenie nakładów inwestycyjnych rzędu 100 mln. zł.

Literatura

[1] Antoniak J., 2001: Współczesny rozwój środków odstawy urobku węglowego po nachyleniu. IX Międzynarodowe sympozjum – Nowe kierunki i doświadczenia w budowie i bezpiecznej eksploatacji taśm przenośnikowych. Zakopane 9–11 maj 2001 r.

[2] Antoniak J., 1998: Kierunki modernizacji przenośników taśmowych stosowanych w węglowym górnictwie podziemnym. Zeszyt konferencyjny: III Międzynarodowa Konferencja Nowoczesne Przenośniki Taśmowe dla węglowego górnictwa podziemnego. Szczyrk, 3–4 września 1998 r.

[3] Docelowy model kopalni Jankowice.

[4] Dokumentacja techniczno-ruchowa przenośnika Bogda 1400b wykonana przez RZN S.A. Rybnik.

[5] Materiały kopalniane dotyczące eksploatacji przenośnika Bogda 1400.

[6] Siegfried Korber and Dr.-Ing. Werner Daus 1999: "A process for output – dependent belt speed control of conveyor belts with a high throughput in the Nochten opencast mine (LAUBAG)". Minetime 99, June 8–10, 1999 Germany.

The new conveyor belt solution between levels for reducing output costs at Jankowice Coal Mine

Abstract

The new conveyor belt solution for coal transportation from new output level at Jankowice Coal mine is described. The incline curve conveyor belt was equipped with a volume – optimising speed control drives. Essential advantages of this solution are this saving of investments, energy and manpower. The defined torque application avoids dynamic overloads.

Recenzent: dr inz. Kazimierz Furmanik

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 481–489

Krzysztof KRAUZE
Katedra Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych AGH; tel. 617-23-12

Możliwości zwiększenia wychodu grubego sortymentu urobku w procesie urabiania węgla kombajnem ścianowym

Słowa kluczowe

sortyment urobku - kompleks ścianowy - kombajn ścianowy - frezujący organ ślimakowy

Streszczenie

Uzyskanie dodatniej akumulacji w procesie podziemnej eksploatacji węgla kamiennego zależy od wielu czynników, z których wyposażenie techniczne ściany jest czynnikiem decydującym. Wyposażenie techniczne ściany określa wielkość wydobycia dobowego oraz wartość wymaganych do poniesienia nakładów finansowych. Dlatego ważnym jest prawidłowy dobór poszczególnych maszyn i urządzeń tak, by w efekcie uzyskać zakładaną wydajność i jakość urobionego węgla. Szczególnie jakość urabianego węgla mierzona ilością grubego sortymentu (d > 20 mm) zależy od prawidłowego doboru parametrów frezującego organu ślimakowego. Parametry te zależą głównie od własności urabianego węgla i parametrów ruchowych maszyny urabiającej, przenośnika ścianowego oraz obudowy.

1. Wprowadzenie

Czynnik ekonomiczny, jakim jest obniżenie kosztów wydobycia węgla, zmusza polskie kopalnie do zmniejszenia liczby ścian i uzyskanie z pozostałych podobnej wydajności. Sytuacja taka powoduje dużą koncentrację wydobycia w jednej ścianie i wymaga zastosowania odpowiednich maszyn i urządzeń, pozwalających na znaczny wzrost wydajności. Zastosowanie odpowiedniego zestawu maszyn (kombajn, przenośnik, obudowa) jest podstawowym warunkiem wzrostu koncentracji wydobycia.

Wzrostowi wydobycia powinna towarzyszyć troska o jakość wydobywanego węgla czyli maksymalnemu udziałowi w urobki ziaren powyżej 20 mm. Wynika to z czynnika ekonomicznego i bezpieczeństwa pracy. Jeżeli przyjąć, że cena jednej tony węgla drobnego (miału) wynosi jeden, to cena zbytu tony węgla grubego (orzech, kęsy) jest trzykrotnie większa. Ma to decydujący wpływ na akumulację kopalni, gdyż udział odbiorców węgla grubego jest obecnie jeszcze znaczny.

Drugim elementem obniżającym koszt wydobycia węgla jest zmniejszenie energochłonności urabiania przy pozyskiwaniu maksymalnej ilości grubego ziarna oraz obniżenie nakładów na walkę z pyłem węglowym. W tym ostatnim przypadku gospodarka wodna w kopalni jest również mniej narażona na zanieczyszczynie drobnymi frakcjami węgla.

Mniejsza iłość drobnych frakcji w urobku znakomicie poprawia komfort pracy załogi i nie naraża ją na takie niebezpieczeństwa jak w sytuacji odwrotnej.

Mając to wszystko na uwadze, celowym jest podjęcie działań pozwalających na zwiększenie udziału ziaren grubych w wydobywanym urobku. Jednocześnie należy podkreślić, że działania te nie wymagają większych nakładów finansowych lecz większej stanowczości i konsekwencji w realizacji zamierzonego celu.

Miejscami gdzie może i najczęściej występuje degradacja urobku (kruszenie) to cały ciąg transportowy oraz wyrobiska eksploatacyjne (ściana). W przypadku transportu węgla z wyrobiska eksploatacyjnego do zakładu przeróbczego kruszenie urobku szczególnie nasila się w miejscach załadunku i wyładunku (przenośniki, wozy, zasobniki, skipy). Dlatego ważnym jest stosowanie takich konstrukcji, które zapewniają minimalne kruszenie urobku.

Jak łatwo zauważyć istniejące rozwiązania, które są w posiadaniu producentów i użytkowników powinny spełniać te warunki, gdyby były konsekwentnie i prawidłowo stosowane. Jednak cały wysiłek pójdzie na darmo gdy w miejscu wybierania węgla (ściana) będzie on nadmiernie rozdrabniany. Można powiedzieć, że źródłem sukcesu jest taka eksploatacja ściany, która w procesie urabiania pozwala uzyskać maksymalną ilość ziaren grubych przy występujących w tym wyrobisku warunkach górniczo-geologicznych.

Do czynników, które należy znać by osiągnąć zamierzony cel jakim jest wzrost wychodu grubego sortymentu węgla zalicza się:

- określenie budowy węgla, szczególnie pod kątem jego kruszalności,
- prawidłowy dobór parametrów ruchowych maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego,
- prawidłowy dobór frezujących organów ślimakowych.

Wymienione wyżej czynniki decydują pośrednio lub bezpośrednio o jakości urobku powstałego w czasie eksploatacji wyrobiska ścianowego.

2. Budowa węgla

Budowę węgla zalegającego w pokładzie i poddanego następnie procesowi wybierania opisać można wieloma parametrami. Jednak oceniając węgiel od strony jego własności do kruszenia koniecznym jest określenie następujących parametrów [Krauze 2000]:

- wskaźnika skrawalności A,
- kąta bocznego rozkruszania ψ,
- wskaźnika zwięzłości f,
- wytrzymałości na ściskanie R_c,
- ilości i rodzaju płaszczyzn łupliwości i osłabionej spójności.

Powyższe parametry ważne i cenne są również dla określenia parametrów kombajnu ścianowego i frezujących organów ślimakowych. Dlatego tak ważnym jest, przed przystąpieniem do jakichkolwiek czynności związanych z wyposażeniem technicznym ściany, wyznaczenie na drodze empirycznej i zgodnie z obowiązującymi procedurami badawczymi wymienionych wyżej parametrów [Krauze 2000].

Oczywiście na podstawie tych parametrów można określić kruszalność węgla i ocenić możliwość uzyskania większej ilości ziaren grubych [Krauze 1994, Krauze 1995, Krauze 2000].

3. Dobór parametrów ruchowych maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego

Zestaw maszyn i urządzeń służący do mechanicznego urabiania węgla systemem ścianowym, nazywany kompleksem ścianowym, składa się głównie z trzech podstawowych maszyn, pozwalających na urabianie i transport urobku oraz na zabezpieczenie wyrobiska. Odpowiedni dobór maszyny urabiającej (kombajn ścianowy, strug), środków transportu (przenośnik ścianowy, podścianowy) i obudowy (podporowe, osłonowe, osłonowo-podporowe), umożliwia uzyskanie założonego wydobycia (wydobycia dobowego) zgodnego z życzeniem użytkownika, czyli kopalni. Mając powyższe na uwadze można stwierdzić, że dobór maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego polega na zestawieniu tych urządzeń tak, by przy uwzględnieniu warunków górniczo-geologicznych i organizacyjnych otrzymać założone wydobycie przy minimalnych kosztach własnych.

Szczególnie ważnym jest w tym przypadku wybór maszyny urabiającej zapoczątkowującej proces wydobycia węgla w ścianie. Maszyna urabiająca musi spełnić kryterium założonego wydobycia przy uwzględnieniu warunków panujących w wyrobisku ścianowym. Powyższe zagadnienie sprowadza się do określenia parametrów ruchowych i energetycznych oraz wymiarów zewnętrznych maszyny urabiającej, spełniających oczekiwania użytkownika. Dotyczy to w szczególności zakresu wysokości urabiania, maksymalnej prędkości posuwu, wartości zabioru i zainstalowanej mocy. Szczególną uwagę należy zwrócić na dobór prędkości posuwu kombajnu ścianowego. Znaczenie doboru optymalnej prędkości posuwu wynika z tego, że jej wartość decyduje o wielkości zainstalowanej mocy i wynikających z tego problemów konstrukcyjnych, organizacji pracy oraz kosztów inwestycyjnych. Dlatego celowym jest zalecanie stosowania w określonych warunkach maszyny urabiającej przemieszczającej się w czasie pracy z minimalnymi prędkościami posuwu. Pozwoli to z jednej strony na efektywne wykorzystanie kombajnu, a z drugiej na uniknięcie wielu kłopotów związanych z większymi prędkościami posuwu.

Ważnym również jest określenie parametrów ruchowych i wydajnościowych pozostałych urządzeń (przenośnik, obudowa) tak, by spełniły kryterium wydobycia dobowego.

W przypadku obudowy ważnym jest, by czas jej przestawiania był krótszy od czasu przemieszczania się kombajnu na długości sekcji. Na przykład dla prędkości v_p = 5 m/min i szerokości obudowy t_{ob} = 1,5 m czas ten wynosi 18 sek. Jeżeli prędkość wzrośnie do 10 m/min to czas ten ulegnie skróceniu do wartości t_{st} = 9 sek. Skrócenie czasu przekładki jednej sekcji obudowy wymusza stosowanie odpowiedniego (droższego) układu sterowania i zasilania (większa wydajność) – [Krauze 2001].

Powyższy przykład obliczeniowy najlepiej świadczy o wpływie prędkości posuwu na czas przekładki sekcji obudowy i związanymi z tym kłopotami, gdy wybierze się do stosowania większe prędkości posuwu kombajnu. Wzrost wymagań związanych z parametrami ruchowymi obudowy ścianowej, a szczególnie układu sterowania został dokładnie udokumentowany w pracach [Mironowicz i in. 1995; Sikora i in. 1995].

Podobna sytuacja występuje w przypadku przenośnika ścianowego, którego wydajność musi być większa dla większych prędkości posuwu maszyny urabiającej [Krauze 2000; Krauze 2001].

Wybór najkorzystniejszej prędkości posuwu dla uzyskania założonego wydobycia dobowego, przy określonych warunkach panujących w ścianie, pozwala również uniknąć miejsc gdzie może wystąpić degradacja urobku. Uwaga ta odnosi się do zdolności przejmowania urobku przez przenośnik, tzw. furty ładującej, zjawiska obwału i frezujących organów ślimakowych.

Ustalenie parametrów maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego pozwala określić zakresy parametrów frezujących organów ślimakowych, mogących spełnić kryterium wydobycia dobowego. Dlatego ważnym jest by w momencie doboru parametrów frezujących organów ślimakowych uwzględnić wszystkie czynniki mające wpływ na proces skrawania i ładowania tymi zespołami, a które wynikają nie tylko z konstrukcji organów i kombajnu, ale również z parametrów ruchowych i wydajnościowych pozostałych maszyn kompleksu ścianowego.

4. Dobór frezujących organów ślimakowych

Zadaniem frezującego organu ślimakowego jest urobienie węgla za pomocą narzędzi skrawających i przemieszczenie go płatami w kierunku przenośnika. Obie te czynności, urabianie i ładowanie, wykonywane są równolegle. Ilość i jakość urobionego węgla oraz stopień załadowania go na przenośnik świadczy o jakości pracy organu. Ocenę jakości pracy organu lub organów, jak również sposób ich doboru do maszyny urabiającej i warunków panujących w wyrobisku ścianowym, można określić uwzględniając następujące wielkości [Krauze 1995]:

- wydajność urabiania,
- wartość i zmienność obciążenia,
- uziarnienie urobku i zapylenie w wyrobisku,
- stopień załadowania urobku,
- trwałość poszczególnych elementów organu, a szczególnie układu nożowego.

Powyższe wielkości (kryteria) pozwalają na drodze analitycznej wyznaczyć (dobrać) parametry organu spełniające wymagania użytkownika.

Parametrami konstrukcyjnymi charakteryzującymi organ ślimakowy są:

- średnica organu,
- długość organu (zabiór),
- ilość linii śrubowych,
- kąt nachylenia zwoi ślimaka,
- średnica piasty,
- skok linii śrubowej ślimaka,
- kształt poszczególnych elementów organu ślimakowego.
- Parametry kinematyczne wpływające na pracę organu to:
- prędkość skrawania (liczba obrotów organów),
- prędkość posuwu,
- kierunek obrotu organu.

Wymienione wyżej parametry mają decydujący wpływ na dobór układu noży na organie, tzn. na sposób rozmieszczenia uchwytów nożowych.

Układ noży określają następujące wielkości:

- rodzaj noży,
- liczba linii skrawania,
- podziałka między liniami skrawania,
- podziałka w linii skrawania,
- rozmieszczenie ostrzy względem siebie (skraw zgodny, przestawny).

O procesie skrawania decyduje sposób uzbrojenia nożowego i parametry kinematyczne kombajnu węglowego, a o procesie ładowania decyduje zarówno kinematyka pracy jak i geometria organu. W trakcie projektowania należy uwzględniać oba te procesy. Pierwszeństwo ma

zwykle skrawanie, które zużywa więcej mocy kombajnu, ale również ładowanie ma duży wpływ na jego obciążenie i charakter pracy. Dlatego też, w przypadku ładowania dodatkową grupą parametrów są warunki pracy organu w ścianie, a mianowicie:

– praca w ścianie nachylonej poprzecznie i podłużnie,
– praca w ścianach niskich,
– praca w ścianach średnich i wysokich.

Grupa parametrów wpływających na proces skrawania powiązana jest z własnościami urabianej calizny i decyduje również, co jest obecnie bardzo pożądane, o wielkości wychodu grubego sortymentu węgla. W literaturze z tego zakresu [Krauze 1995; Jaszczuk 1986] znajdują się uwagi i zalecenia pozwalające na zwiększenie wychodu grubszego sortymentu węgla poprzez zastosowanie:

– noży o odpowiednim kształcie ostrza,
– maksymalnych głębokości i podziałek skrawania,
– minimalnej ilości noży w linii skrawania.

Spełnienie powyższych zaleceń pozwala uzyskać wzrost wychodu grubszego sortymentu węgla lecz stwarza zagrożenia związane z zapewnieniem prawidłowej realizacji procesu skrawania, gdy nie uwzględni się wysokości noża, biorącej udział w urabianiu i głębokości skrawania przypadającej na ten nóż. Dlatego ważnym jest określenie dopuszczalnej prędkości posuwu maszyny urabiającej, by spełniany był powyższy warunek [Krauze 1995; Krauze 1999].

Na przykład, dla organu o obrotach n = 30 obr/min i prędkości posuwu v_p = 5 m/min, maksymalna głębokość skrawania przypadająca na jeden obrót organu wynosi $g_{s\,max}$ – 167 mm. Natomiast dla tych samych obrotów, lecz v_p = 10 m/min $g_{s\,max}$ = 333 mm. Stosowanie określonej, a w tym drugim przypadku, większej głębokości skrawania, wymaga doboru odpowiedniej podziałki skrawania, wynikającej głównie z własności wykruszania się węgla oraz właściwej wysokości noża.

Zapewnienie uzyskania wzrostu wychodu grubego sortymentu węgla poprzez zastosowanie odpowiedniego układu nożowego jest warunkiem koniecznym, lecz nie zapewniającym jeszcze sukcesu. Możliwe jest to dopiero, gdy przebiegający równolegle z procesem skrawania proces ładowania nie będzie powodował degradacji urobku. Związane jest to z takim doborem organu, którego objętość wewnętrzna jest większa od wydajności urabiania [Krauze 1995; Jaszczuk 1986; Hyong 1990].

Obliczone wartości maksymalnych prędkości posuwu z uwagi na ograniczenia wynikające z procesu ładowania dla wybranych parametrów organów urabiających zestawiono w tablicach 4.1 i 4.2. Obliczenia wykonano dla dwóch średnic organów (D_s = 1,4 i 2,0 m) z płatami normalnymi i zachodzącymi, przy zastosowaniu lub braku ładowarek oraz dla różnych współczynników wypełnienia organu k_w. Otrzymane wartości v_p są różne w stosunku do przyjętej maksymalnej prędkości posuwu (v_p = 8 m/min) i odzwierciedlają z praktyki górniczej stosowane prędkości. Pozwala to na przypuszczenie, że opory ładowania są również przyczyną obniżania prędkości posuwu przez układ automatycznej regulacji maszyny urabiającej, szczególnie, gdy stosowane są ładowarki osłonowe. Jednocześnie, a to należy szczególnie podkreślić, przyjęcie niskiego współczynnika k_w zapewnia realizację procesu ładowania przy minimalnej recyrkulacji urobku i jego kruszenia oraz minimalnych oporach ładowania. Zwiększenie tego współczynnika pozwala stosować większe prędkości posuwu, lecz należy się liczyć z dużą degradacją urobku i wzrostem oporów ładowania.

Tablica 4.1. Zestawienie obliczonych, dopuszczalnych prędkości posuwu v_p z uwagi na proces ładowania dla $D_s = 1{,}4$ m

Table 4.1. Calculated maximum traveling rates v_p due to loading process for $D_s = 1{,}4$ m

$D_s = 1{,}4$ m, $v_p = 8$ m/min			
v_s, m/s	2,85	4,00	5,50
n, obr/min	39	55	75
g_{max}, mm	205	146	107

$D = 1{,}2$ m, $d = 0{,}9$ m, $b = 40$ mm, $Z = 0{,}65$ m, $Z_u = 0{,}55$ m $H = 2$ m, $i = 3$, $\alpha_2 = 20°$, $k_r = 1{,}4$, $k_L = 0{,}9$						
	Płaty normalne			Płaty zachodzące		
V_o, m^3	0,250935			0,241606		
n, obr/min	39	55	75	39	55	75
Organy bez ładowarek, $k_w = 0{,}3$						
v_p, m/min	3,59	5,06	6,89	3,45	4,87	6,64
Organy z ładowarkami, obroty podsiębierne organu przedniego, $k_w = 0{,}7$						
v_p, m/min	5,98	8,43	11,49	5,75	8,11	11,06
Organy z ładowarkami, obroty nadsiebierne organu przedniego, $k_w = 0{,}5$						
v_p, m/min	4,27	6,02	8,21	4,11	5,79	7,90
Organy z ładowarkami, $k_w = 0{,}3$						
v_p, m/min	2,56	3,61	4,93	2,46	3,48	4,74

Tablica 4.2. Zestawienie obliczonych, dopuszczalnych prędkości posuwu v_p z uwagi na proces ładowania dla $D_s = 2{,}0$ m

Table 4.2. Calculated maximum traveling rates v_p due to loading process for $D_s = 2{,}0$ m

$D_s = 2{,}0$ m, $v_p = 8$ m/min			
v_s, m/s	2,85	4,00	5,50
n, obr/min	27	38	53
g_{max}, mm	296	211	151

$D = 1{,}8$ m, $d = 0{,}9$ m, $b = 40$ mm, $Z = 0{,}65$ m, $Z_u = 0{,}55$ m $H = 2$ m, $i = 4$, $\alpha_2 = 20°$, $k_r = 1{,}4$, $k_L = 0{,}9$						
	Płaty normalne			Płaty zachodzące		
V_o, m^3	0,967891			0,892849		
n, obr/min	27	38	53	27	38	53
Organy bez ładowarek, $k_w = 0{,}3$						
v_p, m/min	6,38	8,98	12,53	5,89	8,29	11,56
Organy z ładowarkami, obroty podsiębierne organu przedniego, $k_w = 0{,}7$						
v_p, m/min	11,17	15,72	21,92	10,30	13,98	19,50
Organy z ładowarkami, obroty nadsiębierne organu przedniego, $k_w = 0{,}5$						
v_p, m/min	7,98	11,23	15,66	7,36	9,99	13,93
Organy z ładowarkami, $k_w = 0{,}3$						
v_p, m/min	4,79	6,74	9,39	4,41	5,99	8,36

5. Zakończenie

Uzyskanie dodatniej akumulacji w procesie eksploatacji węgla kamiennego w warunkach polskiego rynku wymaga spełnienia dodatkowego warunku jakim jest otrzymanie jak największej ilości węgla o ziarnie powyżej 20 mm. Temu celowi służy prawidłowy dobór maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego, uwzględniający fakt pozyskania jak największego wychodu grubego sortymentu węgla. Stosownie do tego wymogu koniecznym jest również uwzględnić taki dobór organów urabiających, by ich parametry umożliwiły prawidłową realizację procesu skrawania i ładowania.

W tablicy 5.1 [Krauze i Klempka 2002] zestawiono przykładowe wyniki obliczeń dla ściany o wysokości 3 m i długości 200 m, gdzie zabiór maszyny urabiającej wynosi 0,75 m, obroty organu n = 40 obr/min, a prędkość łańcucha przenośnika zgrzebłowego ma wartość 2 m/s. Dla założonego wydobycia dobowego 10 000 Mg wyznaczono parametry ruchowe maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego przy różnych dobowych czasach pracy ściany T, przekładki t_p i innych t_o. Z wielu rozwiązań wybrano cztery, gdzie określono minimalną prędkość posuwu kombajnu v_p (kolumna 5) i jego moc (kolumna 6) by uzyskać założone wydobycie dobowe. Dla obudowy wyznaczono maksymalny czas jej przestawiania t_{st}.

Tablica 5.1. Zestawienie wyników obliczeń dla ściany H = 3 m, L = 200 m, Z = 0,75 m, o wydobyciu dobowym około 10 000 Mg (Ø1800×750, n = 40 obr/min, v_l = 2 m/s)
Table 5.1. Calculation results for a longwall H = 3 m, L = 200 m, Z = 0,75 m with the day output of about 10 000 Mg (Ø1800×750, n = 40 rpm, v_l = 2 m/s)

Lp	T, h	t_p, min	t_o, min	v_p, m/min	N, kW	t_{st}, sek	Q_p, Mg/h	v_{pp}, m/min	v_{pz}, m/min	H_n, mm	Współczynnik k_w			
											0,3	0,3	0,5	0,7
											v_p, m/min			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	12	15	5	7,6	1000	12	2300	9,1	7,6	95	5,2	4,3	7,2	10,1
2	15			5,2	690	17	1500	5,8	5,3	66*				
3	12		0	6,4	850	14	1900	7,4	6,6	83				
4	15			4,6	610	19	1400	5,2	4,9	62*				

Ze zdolności przejmowania urobku przez przenośnik (v_l = 2 m/s) wyznaczono jego wydajność Q_p oraz dopuszczalne prędkości posuwu kombajnu przy ruchu zgodnym v_{pz} i przeciwnym v_{pp}. Wyznaczono również dopuszczalne prędkości posuwu maszyny urabiającej wynikające ze zdolności ładujących organu dla pracy bez ładowarki (kolumna 12) oraz z ładowarką (kolumny 13, 14, 15) przy różnych współczynnikach wypełnienia organu k_w. Dla organu Ø1800×750 (n = 40 obr/min) o średnicy kadłuba Ø1510 mm określono wymaganą ilość noży w linii skrawania i ich wysokość H_n.

Na podstawie powyższego zestawienia (tabela 3) łatwo zauważyć, że dobrane parametry ruchowe kombajnu, przenośnika i obudowy spełniają wymagania uzyskania założonego wydobycia i nie będą przyczyną degradacji urobku. Jedynie w przypadku organów wystąpi zjawisko kruszenia urobku gdy wybierze się nieprawidłowy wariant. W tej sytuacji organ urabiający jest elementem, który powinien być starannie dobrany. Można to uczynić przyjmując najmniejszą

możliwą prędkość posuwu (v_p = 4,6 m/min), która dopuszcza stosowanie organu bez ładowarki. Ten przypadek jest najkorzystniejszy i powinien być powszechnie stosowany. Jego zalety dotyczą również układu nożowego (skrawanie), który może być tak rozrzedzony, że przy zachowaniu wymaganej trwałości uzyska się zmniejszenie energochłonności procesu, wynikające z urabiania większych kawałków węgla (skraw przestawny). Oczywiście głębokość i podziałka skrawania, rodzaj narzędzi skrawających i ich ilość muszą być skorelowane z własnościami urabianego węgla.

Podsumowując można stwierdzić, że uzyskanie założonego wydobycia dobowego i wymaganej jakości urobku możliwe jest gdy:

- określi się własności urabianego węgla poprzez wskaźnik skrawalności A, zwięzłośći f, kąt bocznego rozkruszania ψ i wytrzymałość na ściskanie R_c,
- dobierze się prawidłowo parametry ruchowe kombajnu, przenośnika i obudowy,
- organ urabiający będzie miał parametry skrawania skorelowane z maszyną urabiającą,
- parametry ruchowe organu urabiającego pozwolą na jego pracę bez ładowrki, przy zastosowaniu skrawów przestawnych i minimalnej ilości noży kombajnowych.

Wymienionym powyżej wymaganiom towarzyszyć winno zapewnienie minimalizacji degradacji urobku w czasie jego transportu na powierzchnię.

Literatura

[1] Hyong Jong Gol 1990: Analiza ogólna parametrów konstrukcyjnych organu ślimakowego i kombajnu wpływających na zdolność ładowania urobku. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo, z. 186, Gliwice.

[2] Jaszczuk M. 1986: Kombajnowe systemy mechanizacyjne. Skrypty Uczelniane Politechniki Śląskiej, nr 1224, Gliwice.

[3] Krauze K. 1994: Objętość wewnętrzna organu a jego wydajność urabiania. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, nr 2, Katowice.

[4] Krauze K. 1995: Teoria procesu roboczego frezujących organów ślimakowych w skałach średnio zwięzłych. Rozprawy i Monografie 36, Wydawnictwo AGH, Kraków.

[5] Krauze K. 1999: Dobór ścianowych kombajnów węglowych w aspekcie uzyskania założonej wydajności. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, nr 6, Katowic.

[6] Krauze K. 2000: Urabianie skał kombajnami ścianowymi. Wydawnictwo Naukowe „Śląsk", Katowice.

[7] Krauze K. 2001: Techniczne granice wzrostu wydajności kompleksu ścianowego. X Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków.

[8] Krauze K., Klempka R. 2002: Wspomaganie komputerowe wyposażenia technicznego ścian do cienkich pokładów. XI Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków.

Potential Increase of Coarse-Grained Excavated Material in Coal Mining

Abstract

Positive accumulation in underground coal mining depends on several factors, where the technical equipment of the longwall is a decisive factor. Technical equipment of the longwall

determines volume of the day output including value of the capital needed to increase investment outlays. Thus the proper selection of individual machines and devices. In order to obtain assumed efficiency and quality of the coal production is very essential. Particularly, quality of excavated coal, measured as the volume of coarse-grained assortment ($d > 20$ mm), depends on the proper selection of operational parameters of worm-type cutter head used. These parameters depend mainly on quality of the excavated coal, as well as on operational performances of cutter, longwall conveyor and support used.

Recenzent: prof dr hab. inż. Janusz Reś

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 491–501

Andrzej KROWIAK
Główny Instytut Górnictwa, Katowice
sexak@gig.katowice.pl

Rozważania na temat cen i rynku węgla kamiennego w Polsce

Słowa kluczowe

ekonomia - rynek - regulacja - założenia

Streszczenie

W artykule tym przeprowadzono dyskusję na temat rynku węgla kamiennego w Polsce, zasad kształtowania cen węgla oraz charakteru struktur tworzących przemysł węglowy. Zaproponowano narzędzia regulacji tego rynku w postaci kwotowania sprzedaży i ceny minimalnej.

1. Wprowadzenie

Dyskusje prowadzone w kręgach fachowców i dyletantów na temat cen i rynku węgla w Polsce sytuują się generalnie na dwóch różnych biegunach osi tej dyskusji. Pierwsza z opcji dyskutantów przyjmuje bezkrytycznie, że tylko wolny rynek i kształtowanie cen według relacji podaży i popytu rozwiąże wszystkie problemy górnictwa, w tym odzyskanie przez niego wiarygodności finansowej i spłatę narosłego, ogromnego zadłużenia.

Druga przyjmuje, że sektor ten, jako strategiczny dla gospodarki narodowej powinien podlegać stale „ręcznej" regulacji ze strony agend rządowych, a deficyt finansowy branży powinien być pokrywany z dotacji budżetowych.

W dyskusji tej nie ma racji absolutnych i jedynie słusznych. Problematyka ta jest bardzo skomplikowana i wielowątkowa i dlatego wymaga przedstawiania jej i analizowania z wielu różnych, niekiedy kontrowersyjnych punktów widzenia.

Artykuł ten jest poświęcony właśnie wielowątkowym rozważaniom na temat rynku węgla i kształtowania się cen jego zbytu. Celem jego jest pobudzenie fermentu intelektualnego w środowiskach naukowców i decydentów.

2. Definicje i pojęcia ekonomiczne

Dla stworzenia wspólnej płaszczyzny do dalszej dyskusji oraz dla zrozumienia przedstawionych w dalszej części artykułu rozważań, w pierwszej kolejności należałoby przytoczyć szereg podstawowych definicji i pojęć ekonomicznych.

Podaż – ilość dobra danego typu, jaką sprzedawcy są gotowi zaoferować, przy różnym poziomie ceny. Określa się go jako zbiór różnych ilości dobra, które zaoferują sprzedawcy przy różnych poziomach cen.
Popyt – ilość dobra, jaką nabywcy są gotowi zakupić, przy różnym poziomie ceny. Określa się go jako zbiór różnych ilości dobra, które byłyby kupowane przy różnych poziomach cen.
Elastyczność cenowa popytu – stosunek względnej zmiany wielkości zapotrzebowania na dane dobro do względnej zmiany jego ceny.

Elastyczność cenowa popytu wskazuje, w jakim stopniu wielkość popytu reaguje na zmianę cen rynkowych. Wyróżnia się tutaj trzy kategorie:

- ***popyt elastyczny*** – jeżeli obniżka ceny o określony procent powoduje znacznie wyższy od tej obniżki procent wzrostu sprzedaży;
- ***elastyczność popytu jednostkowa*** - jeżeli obniżka ceny o określony procent powoduje taki sam procentowo wzrost sprzedaży;
- ***popyt nieelastyczny*** – jeżeli obniżka ceny o określony procent powoduje minimalny lub żaden wzrost sprzedaży.

Rozróżnia się dwa rodzaje dóbr, ze względu na ich wzajemne relacje popytu:

- ***dobra substytucyjne*** – dobra mające podobne cechy użytkowe (np. węgiel, gaz, drewno opałowe). Są wyrobami konkurencyjnymi względem siebie;
- ***dobra komplementarne*** – powiązane relacjami kompleksowości użytkowania (np. węgiel, piece węglowe centralnego ogrzewania). Wprowadzenie wyrobu wiodącego na rynek wytwarza zapotrzebowanie na dobra komplementarne.

Elastyczność dochodowa popytu – stosunek względnej zmiany rozmiarów popytu na określone dobro do względnej zmiany dochodu.

Mieszana elastyczność cenowa popytu na dobro *i* względem zmian ceny dobra *j* to relacja pomiędzy względną zmianą zapotrzebowania na dobro *i* a względną zmianą ceny dobra *j*.

Mieszana elastyczność cenowa popytu dla dóbr substytucyjnych jest zazwyczaj ujemna (podwyżka cen jednego dobra powoduje wzrost zapotrzebowania na inne, nie zmieniające ceny) oraz dodatnia dla dóbr komplementarnych (np. podwyżka cen benzyny może wpłynąć na popyt na samochody).
Rynek – to zespół warunków, które doprowadzają do kontraktu pomiędzy kupującymi i sprzedającymi w procesie wymiany dóbr i usług. W warunkach rynkowych ceny uzyskiwane w transakcjach pomiędzy sprzedającymi i kupującymi są *cenami równowagi.*
Rynek doskonale konkurencyjny - to taki, na którym zarówno sprzedający jak i kupujący uznają, że ich decyzje o kupnie i sprzedaży nie wpływają na cenę sprzedaży.
Rynek konkurencji niedoskonałej – występuje wtedy, kiedy producent nie może sprzedać po istniejącej cenie tyle, ile chce. Musi się pogodzić z tym, ze popyt na jego wyroby maleje wraz ze wzrostem ceny, a cena zależy od ilości wytwarzanych i sprzedawanych produktów. Najważniejszymi formami są: konkurencja monopolistyczna, oligopol i monopol.
Rynek monopolistyczny - to taki, na którym istnieje jedyny lub niewielu sprzedawców dobra danej gałęzi. Rozróżniamy ***monopole państwowe*** i ***monopole prywatne.***

W *monopolu państwowym* państwo podejmuje decyzje o wielkości produkcji, cenach i nie musi dążyć do maksymalizacji zysków.

Monopole prywatne dążą do maksymalizacji zysków ustalając określony poziom podaży. Monopol wytwarza mniej i sprzedaje drożej. Jednak korzyści skali i zasób środków pozwalają w szeregu przypadków prowadzić kosztowne badania i zmniejszać koszty, co w rezultacie może (ale nie musi) prowadzić do obniżania ceny produktu.

Rynek, na którym panuje ***konkurencja monopolistyczna*** składa się z wielu dostawców wytwarzających produkty będące bliskimi substytutami. Każde z przedsiębiorstw ma ograniczoną możliwość wpływania na ceny własnych produktów. Gałąź taką tworzą przedsiębiorstwa małe, które mają swobodę wejścia i wyjścia z rynku. Każde z nich rozporządza pewną ograniczoną siłą monopolistyczna, związaną ze specyficzną odmianą swojego produktu lub premią lokalizacji.

Oligopol – jest gałęzią, w której działa niewielu producentów. Cena uzyskiwana za produkty zależy nie tylko od wielkości własnej produkcji, lecz od działań konkurentów. Istnieje duża trudność z wejściem do tej gałęzi produkcji (wysokie koszty inwestycji, bariery formalne, obrona konkurencji).

Cena węgla – w rozumieniu tego artykułu jest to zbiór rożnych cen sprzedaży, w którym zróżnicowanie wynika z parametrów użytkowych węgla (kaloryczność, zawartość popiołu, sortyment itp.).

Minimalna rentowność – w rozumieniu tego artykułu, oznacza taki poziom cen w relacji do kosztów produkcji, które gwarantują zachowanie płynności finansowej (płacenie na bieżąco zobowiązań) i nadwyżkę środków finansowych na rozwój. Sprzedaż wyrobów poniżej minimalnej rentowności, w gospodarce rynkowej, prowadzi w prostej linii do zadłużania się przedsiębiorstwa, i w rezultacie do jego upadłości.

3. Oligopol i jego zachowania na rynku

Górnictwo węgla kamiennego tworzy *oligopol.* W odniesieniu do górnictwa węgla kamiennego w Polsce taka struktura oligopolistyczna powstała poprzez utworzenie w 1993 roku spółek węglowych oraz nadaniu części kopalń statusu samodzielnych spółek prawa handlowego. Była to zmiana organizacyjna, którą przede wszystkim należy rozpatrywać w kategoriach *strukturalizmu*[1]. Jednocześnie przyjęto system administracyjnego regulowania cen węgla wprowadzanego na rynek wewnętrzny, co nadało tej strukturze charakter systemu monopolistycznego. Czy było to rozwiązanie dobre, czy złe?

Dla rozstrzygnięcia tego dylematu, w odniesieniu do górnictwa węgla kamiennego, należałoby przeprowadzić analizę skutków wprowadzenia wolnej konkurencji samodzielnych podmiotów struktury oligopolistycznej. Dla czytelności dyskusji na ten temat należałoby rozróżnić dodatkowo formę własności podmiotów gospodarczych tworzących oligopol, czyli własność prywatną i państwową.

Rozważmy najpierw oligopol, w którym poszczególne podmioty gospodarcze mają różnych właścicieli prywatnych. Działa on na wolnym rynku, na którym podaż i popyt decyduje o *cenach równowagi.* Dodatkowo przyjmijmy, że działa on na rynku wewnętrznym, bez konieczności konkurowania na rynku globalnym, gdyż ceny maksymalne nie przekraczają *parytetu importowego*[2]. Jednocześnie eksport wyrobów, ze względu na ceny transakcyjne na rynkach

---

[1] *strukturalizm* – stanowisko metodologiczne, zalecające dążenie do zrozumienia zjawisk lub działań przez zidentyfikowanie ich miejsca w strukturze związków, uważanej za charakterystyczną dla konkretnego systemu ekonomicznego w: M. Blaug – „Metodologia ekonomii", Wydawnictwa Naukowe PWN, Warszawa, 1995

[2] *parytet importowy* – cena lub wartość węgla krajowego o określonych parametrach jakościowych wyznaczana w uzgodniony sposób na podstawie relacji i jakości cen węgli oferowanych na rynkach międzynarodowych; wylicza się go z wykorzystaniem hipotetycznych (lub rzeczywistych) cen importowych liczonych po załadunku na wagony w polskich portach w: W. Blaschke – „*Ceny węgla kamiennego – rynek polski i międzynarodowy*" – Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2000 – Szczyrk, 21 – 25 luty 2000 r.

międzynarodowych, jest nieopłacalny. Popyt na wyroby oligopolu jest ograniczony chłonnością rynku, stąd poszczególne podmioty go tworzące muszą podzielić się tym rynkiem Przy proponowaniu przez producentów na rynku tego samego produktu to klient decyduje, wyroby którego producenta chce zakupić. Wtedy kryterium podziału rynku stanowi cena za oferowane produkty. Następuje wyrównanie cen oferowanych przez poszczególnych wytwórców. Jednocześnie prywatny właściciel nie może pozwolić sobie na prowadzenie działalności gospodarczej poniżej *minimalnej rentowności.* W wyniku gry rynkowej tworzy się *cena rynkowa wyrobów*. Ponieważ żadne przedsiębiorstwo, a nawet niewielka ich grupa nie jest w stanie zaspokoić samodzielnie wszystkich potrzeb rynku – *cena rynkowa* nie może być niższa od tej, która zapewnia *minimalną rentowność* takiej ilości podmiotów gospodarczych, które są w stanie w pełni zabezpieczyć potrzeby rynku wewnętrznego. Pozostałe podmioty gospodarcze oligopolu, dla których ceny rynkowe nie zabezpieczają *minimalnej rentowności* ulegają likwidacji. Oczywiście wszyscy starają się pozostać na rynku. Wyzwala to ogromną motywację do racjonalizacji kosztów wytwarzania. Zmieniać to może konfigurację podmiotów gospodarczych uzyskujących *minimalną rentowność.* Jednak w ostatecznym rezultacie na rynku pozostają tylko te podmioty, które trwale obniżyły koszty swojej działalności produkcyjnej poniżej konkurencji. W wyniku tego procesu następuje z jednej strony dopasowanie zdolności wytwórczych do potrzeb rynku wewnętrznego, a z drugiej stabilizuje się *cena rynkowa* na poziomie gwarantującym co najmniej *minimalną rentowność* podmiotom gospodarczym tworzącym oligopol. Należy wyraźnie zaznaczyć, że tak uzyskana *cena rynkowa* nie będzie wypadkową kosztów produkcji najtaniej produkujących wytwórców. W oligopolu nie opłaca się obniżać ceny poniżej pewnej wartości średniej. Jest ona wypadkową procesu opisanego powyżej. Podwyższając cenę powyżej średniej rynkowej dany producent nie sprzeda swojego wyrobu, a obniżanie nie ma sensu, skoro i tak produkcja się sprzedaje – gdyż zdolności produkcyjne zostały wcześniej dopasowane do popytu. Jest to model teoretyczny. W rzeczywistości wygląda to różnie.

Inny mechanizm działa w przypadku, gdy właścicielem wszystkich podmiotów gospodarczych tworzących oligopol jest państwo. Mówimy tutaj o charakterystycznym przypadku polskiej praktyki gospodarczej, gdyż teoretycznie model ten mógłby niewiele różnić się od działania oligopoli z prywatną strukturą własności poszczególnych podmiotów gospodarczych go tworzących.

Mamy do czynienia z dwoma zasadniczymi różnicami w stosunku do poprzedniego modelu. Pierwszy to skuteczność nadzoru państwa i motywacja kadry kierowniczej zarządzającej tymi podmiotami. Państwo ma zbyt wiele zadań, aby skutecznie nadzorować i zarządzać bezpośrednio majątkiem własnych przedsiębiorstw. Zresztą nie ma do tego celu wystarczającej ilości doświadczonych kadr urzędników. Dyrektorzy (prezesi) państwowych podmiotów gospodarczych są pracownikami najemnymi, których motywacja do maksymalizacji efektów ekonomicznych zarządzanych przedsiębiorstw jest wielokroć umiarkowana. Nie wyklucza oczywiście poprawności merytorycznej tej kadry w bieżącym administrowaniu zarządzaniem firmy. Nieskuteczny zazwyczaj był również nadzór systemowy w postaci Rad Nadzorczych. Stały się one, na przestrzeni ostatnich 12 lat wielokroć przedmiotem synekur dla opcji politycznych, bez zwracania uwagi na jakość merytoryczną i moralną jej członków.

Drugą różnicę stanowi podejście państwa do uzyskiwania przez podmioty gospodarcze będące jego własnością do reguły uzyskiwania przez nie *minimalnej rentowności.* Wieloletnią praktyką po 1989 roku było przyzwolenie państwa na prowadzenie działalności państwowych przedsiębiorstw i spółek poniżej progu *minimalnej rentowności.* Skutkowało to zadłużeniem wielu branż, w tym również górnictwa węgla kamiennego. Jednocześnie, z przyczyn społecz-

nych, politycznych czy bezwładu decyzyjnego nie likwidowano nierentownych przedsiębiorstw. Mniej istotnym jest, czy było to przyzwolenie jawne, czy zgoda na niepłacenie zobowiązań publicznych oraz handlowych. Taki model działań spowodował, że miedzy innymi w górnictwie węgla kamiennego nie zadziałał mechanizm oligopolu działającego w warunkach wolnego rynku powodujący dopasowanie zdolności produkcyjnych do potrzeb rynku wewnętrznego, wyzwalający racjonalizację kosztów wytwarzania oraz kreujący *cenę rynkową.* Ponieważ nie zadziałały naturalne prawa rynku, państwo musiało przyjąć na siebie administracyjną regulację cen oraz decyzji o dopasowaniu zdolności produkcyjnych do potrzeb rynku, nie zawsze robiąc to dobrze i optymalnie.

4. Górnictwo węgla kamiennego – specyficzny model oligopolu

Modele teoretyczne opisywane w ekonomii nadają się do rozważań na wysokim stopniu uogólnienia. Rozpatrując zagadnienie konkretne należy uwzględniać również uwarunkowania specyficzne przypadku. Górnictwo węgla kamiennego jest więc takim przypadkiem specyficznym. Na czym polega więc różnica pomiędzy kopalniami węgla kamiennego a innymi typami przedsiębiorstw (np. przemysłu maszynowego). Nie będziemy tutaj prowadzić sofistycznej dyskusji na temat unikalności tej branży. Różnica podstawowa, użyteczna w tej dyskusji, polega na zmienności kosztów produkcji, a w szczególności kosztów przetwarzania surowców na wyrób handlowy. W wielu branżach koszt przetwarzania jest zdeterminowany stosowaną technologią, względnie stały i przewidywalny w dłuższym horyzoncie czasowym.

„Surowcem" do produkcji węgla handlowego w kopalni są jego zasoby geologiczne. Występuje duża zmienność warunków geologicznych zalegania tych zasobów, co determinuje w dużym stopniu zmienność kosztów ich pozyskania. Drugą cechą jest zmienność parametrów jakościowych tego surowca, czyli skład urobku. Wynika z tego, że w górnictwie węgla kamiennego koszt przetwarzania jest zmienny i jest to zmienność występująca w szerokim zakresie. Trzecią cechą charakterystyczną jest ciągłe prowadzenie prac udostępniających kolejne zasoby, czyli ponoszenie wysokich nakładów inwestycyjnych nie związanych ze sferą techniczną (maszyny i urządzenia do urabiania i transportu). Należałoby zasygnalizować również koleją różnicę. Budowa nowej fabryki obecnie – jest głównie kwestią zaangażowania odpowiedniej ilości środków finansowych. Czas odgrywa rolę drugorzędną. Można więc szybko zareagować na pojawiający się popyt lub nowy rynek zbytu. Nową kopalnię buduje się od kilku do kilkunastu lat. Istotne więc zwiększenie zdolności produkcyjnych w reakcji na potrzeby rynku jest procesem długotrwałym.

Należy również zwrócić uwagę na nieodnawialność zasobów węgla i specyficzne ich rozmieszczenie terytorialne. Zmienność w czasie może dotyczyć również realnych zdolności produkcyjnych węgla handlowego w poszczególnych kopalniach.

Zmienność w czasie kosztów wytwarzania w górnictwie dotyczy nie tylko różnic występujących pomiędzy poszczególnymi kopalniami, ale także w tej samej kopalni przy eksploatacji różnych pokładów. Może więc zdarzyć się i tak, że wybrana kopalnia, eksploatując aktualnie łatwo dostępne zasoby o dobrej jakości urobku uzyska czasowo bardzo dobre wyniki ekonomiczne – by w następnym okresie uzyskiwać znacznie gorsze. Jak więc uwzględnić tą specyfikę górnictwa w naszym modelu oligopolu?

5. Elastyczność cenowa popytu

Określmy z kolei kategorię *elastyczności cenowej popytu.* Zdaniem autora, w przypadku węgla kamiennego, mamy do czynienia z *popytem nieelastycznym.* Oznacza to, że zmiany cen węgla w relatywnie dużym przedziale nie powinny w istotny sposób wpływać na zmianę popytu. Wielcy odbiorcy, w tym energetyka zawodowa, z braku alternatywnych źródeł pozyskania tańszego węgla płaciliby ceny ustalone przez monopol państwowy. Oczywiście graniczną wartością cen węgla na rynku krajowym jest *parytet importowy* określający opłacalność importu w rachunku ciągnionym kosztów. Zmiany popytu wystąpić mogłyby częściowo w sferze odbiorców indywidualnych, ale to z kolei zależałoby od *mieszanej elastyczności cenowej popytu* dla *dóbr substytucyjnych.* Innymi słowy, na ile koszty pozyskania energii z alternatywnych źródeł byłyby konkurencyjne w stosunku do kosztów zakupu węgla.

Tak więc doszliśmy do definicji *mieszanej elastyczności cenowej popytu* dla *dóbr substytucyjnych.* Dla węgla energetycznego dobrem substytucyjnym są inne nośniki energii takie jak: drewno opałowe, gaz, olej opałowy czy biopaliwa. Wybór paliwa jest nierozłącznie związany z decyzjami inwestycyjnymi, czyli zdefiniowaniem rodzaju kotłów do jego spalania. Nakłady inwestycyjne na zakup czy budowę odpowiednich typów kotłów są wysokie, a dla energetyki zawodowej bardzo wysokie. Jest to więc wybór determinujący na wiele lat rodzaj stosowanego paliwa. W przypadku instalacji grzewczych u odbiorców rozproszonych, dla nich samych jest to, w porównaniu do dysponowanych zasobów finansowych, również inwestycja kapitałochłonna. Tak więc zmiana rodzaju paliwa nie jest procesem szybkim, nawet gdy doraźne zmiany cen paliw alternatywnych do węgla kamiennego powoduję, że stają się one ekonomicznie bardziej atrakcyjne. Można więc przyjąć, że w krótkim horyzoncie czasowym (kilka lat) mieszana elastyczność popytu dla dóbr substytucyjnych do węgla kamiennego jest niska. Daje to w rezultacie dosyć szeroki margines możliwości kształtowania cen węgla kamiennego – bez istotnej zmiany popytu.

Inaczej należy rozważać ten problem, kiedy ceny alternatywnych do węgla nośników energii, w dłuższym horyzoncie czasowym, są ekonomicznie bardziej atrakcyjne. Jeżeli relacje te są przez wiele lat zachowane i użytkownicy oczekują, że tak będzie w przyszłości to przy podejmowaniu decyzji inwestycyjnych mogą dokonywać wyboru instalacji na alternatywne nośniki energii. Dzieje się to zazwyczaj przy projektowaniu zakupu nowych instalacji.

Użytkownicy już eksploatujący instalacje na węgiel kamienny stoją przed innym wyborem ekonomicznym. Muszą policzyć, czy suma nakładów na zmianę instalacji na alternatywne paliwa zwróci się w akceptowalnym czasie w postaci oszczędności w ich bieżącej eksploatacji. Jeżeli różnice w cenach węgla kamiennego i alternatywnych paliwach, w przeliczeniu na uzyskiwaną w procesach spalania energię jest niewielka, zazwyczaj nie dokonuje się wymiany instalacji. Można więc przyjąć, że jeżeli różnice cen węgla kamiennego i alternatywnych, tańszych źródeł energii są relatywnie niewielkie, nie dające okresu zwrotu inwestycji w akceptowalnym terminie – to użytkownicy, w skali masowej, nie będą zmieniali nośnika energii. Będziemy więc mieli tutaj również do czynienia z niską mieszaną elastycznością popytu dla dóbr substytucyjnych.

6. Konkurencja cenowa i jej skutki dla przedsiębiorstw krajowych

Dyskusja o cenach wolnych, których poziom reguluje sam rynek jest interesującą konstrukcją myślową dla odbiorców, ale mniej zabawną dla producentów. Wolna gra rynkowa stwa

rzająca presję na ciągłe obniżanie ceny ma swoją granicę. Jest nią minimalny poziom rentowności wytwórców. Na obniżanie ceny mogą sobie pozwolić tylko te przedsiębiorstwa, które uzyskały w stosunku do konkurentów istotnie niższe koszty produkcji. Minimalna rentowność, w świetle tych rozważań, oznacza taki poziom cen w relacji do kosztów produkcji, które gwarantują zachowanie płynności finansowej (płacenie na bieżąco zobowiązań) i nadwyżkę środków finansowych na rozwój. Sprzedaż wyrobów poniżej minimalnej rentowności prowadzi w prostej linii do zadłużania się przedsiębiorstwa, i w rezultacie do jego upadłości. Dotyczy to nie tylko górnictwa, ale wszystkich branż gospodarki narodowej. Dzieje się to w warunkach normalnej gospodarki rynkowej. Można więc przyjąć, że konkurowanie ceną wyrobu, w normalnych warunkach rynkowych, przy nieproporcjonalnie mniejszej skali obniżki kosztów jest najgorszą formą zachowań konkurencyjnych prowadzącą do samozagłady firm.

W warunkach polskich obserwujemy zjawisko odmienne. Firmy konkurujące ceną przy nieadekwatnym do zmian ceny spadkiem kosztów produkcji próbują ratować się zwiększaniem zobowiązań w stosunku do swoich kontrahentów czyli opóźnianiem płatności za kupowane materiały i usługi oraz opóźnianiem spłat zobowiązań publicznych (podatki bezpośrednie i pośrednie, ZUS, fundusze państwowe, podatki i opłaty lokalne). Powoduje to wzrost wzajemnych zadłużeń firm, które prowadzą, w punktu widzenia makroekonomicznego
Do upadku przemysłu krajowego., a jednocześnie konkurencja cenowa daje efekt w postaci „tłumienia" inflacji. To z kolei zjawisko, z punktu widzenia tylko gospodarki jako całości, bez analizy przyczyn tego zjawiska, jest tendencją pozytywną. Tylko z jakimi skutkami wewnętrznymi dla kondycji krajowych przedsiębiorstw?

W tej grze rynkowej wzajemnych zadłużeń pomiędzy przedsiębiorstwami duże firmy mają przewagę nad małymi. Dodatkowo, szczególnym uprzywilejowaniem cieszą się duże firmy państwowe, w tym i górnictwo węgla kamiennego. W stosunku do małych przedsiębiorstw, zwłaszcza prywatnych, Urzędy Skarbowe oraz ZUS z pełną konsekwencją egzekwują płatności publiczne wykazując ogromną pobłażliwość w stosunku do dużych przedsiębiorstw państwowych. Co jakiś czas stosuje się w stosunku do nich procedury oddłużeniowe – i cykl zadłużania trwa nadal. Dodatkowo firmy duże, bez względu na formę własności, w stosunku do swoich drobnych podwykonawców i usługodawców politykę szantażu i niepłacenia, lub płacenia na nożliwie najgorszych warunkach (wydłużanie terminów płatności, płacenie w ratach, „wymuszanie" łapówek za realizację zobowiązań itp.). Powoduje to upadek drobnej przedsiębiorczości, a zachęty rządu do jej rozwijania są w dużym stopniu nieskuteczne.

Jaka więc jest z tych rozważań konkluzja? Konkurencja cenowa na rynku jest zjawiskiem zdrowym, pod warunkiem, że ceny uzyskiwane przez przedsiębiorstwa dają dochód powyżej rentowności minimalnej. W odniesieniu do górnictwa węgla kamiennego ceny płacone za węgiel powinny również spełniać ten warunek, ale przez szereg lat go nie spełniały. Stąd ogromne, niespłacalne zadłużenie tego sektora, które nie tylko dotyczy płatności publicznych, ale również odbija się negatywnie na tysiącach małych i średnich przedsiębiorstw współpracujących z tą branżą. W różnych środowiskach społecznych i naukowych powtarza się tezę, że górnictwo powinno szybko racjonalizować koszty, i wtedy byłoby rentowne. Jest to słuszny teoretycznie postulat, tyle że nie realizowany. Tak więc polityka cenowa węgla była realizowana w wymiarze postulatywnym, a koszty produkcji w wymiarze faktycznym. Stąd powód tak wysokiego obecnie zadłużenia górnictwa węgla kamiennego w Polsce.

Konkurencja cenowa na rynku nie sprowadza się tylko do zmian ceny cennikowej. Istnieje szeroki wachlarz upustów, marż, preferencji cenowych z tytułu warunków płatności i innych powodujących, że cena płacona przez odbiorcę jest niższa od cennikowej. W górnictwie węgla kamiennego mamy do czynienia ze swoistą grą kadry kierowniczej kopalń i spółek węglowych

z właścicielem, czyli Skarbem Państwa. Jeżeli nawet właściciel, chcąc zapewnić chociażby minimalną rentowność kopalń ustala cenniki węgla, to są one na różne sposoby omijane. I nie ma w tym nic dziwnego. Dyrektorzy kopalń czy spółek węglowych, stając co miesiąc wobec konieczności wypłat wynagrodzeń pracowniczych muszą znajdować jakieś wyjście doraźne nawet wtedy, gdy zdają sobie sprawę z negatywnych skutków takiego postępowania dla przyszłości przedsiębiorstwa.

Niepłacenie zobowiązań ma również i inny aspekt. Niepłacenie zobowiązań publicznych jest łamaniem prawa, czyli ustaw skarbowo – podatkowych. Niepłacenie podmiotom gospodarczym świadczącym usługi dla górnictwa lub dostarczającym wyroby jest zwykłym gangsterstwem gospodarczym. Tak więc państwo, utrzymując ceny węgla na poziomie nie gwarantującym rentowności górnictwa zmusza podmioty gospodarcze tej branży do zachowań patologicznych i permanentnego łamania prawa.

7. Stabilizacja rynku wewnętrznego

Warunkiem stabilności rynku wewnętrznego jest dopasowanie wielkości podaży do popytu. Zwróćmy uwagę na to, że mówiąc o podaży mówimy o ilości węgla oferowanego do sprzedaży na rynku, a nie zdolnościach produkcyjnych do jego wydobycia. Z poprzednich rozważań wynika, że zwiększenie podaży ponad średni poziom popytu nie spowoduje istotnego zwiększenia zużycia węgla. Może mieć za to istotny wpływ na kształtowanie się jego ceny. Obniżenie ceny przez jednego lub kilku liczących się producentów spowoduje, że w obawie przed zmniejszeniem sprzedaży wszyscy uczestnicy oligopolu będą zmuszeni do jej obniżenia. Może wtedy pojawić się problem sprzedaży przez całą branżę po cenach dla wielu przedsiębiorstw poniżej *minimalnej zyskowności.* Jest to zjawisko negatywne, gdyż prowadzi do „zapaści" ekonomicznej i degradacji technicznej większość przedsiębiorstw tworzących oligopol.

Można więc przyjąć, że bez względu na formę własności przedsiębiorstw tworzących oligopol, w interesie wszystkich producentów jest utrzymywanie równowagi pomiędzy podażą i popytem. Ale pobożnym życzeniem jest, żeby wszyscy uczestnicy oligopolu dobrowolnie zawarli takie porozumienie o samoograniczeniu produkcji. Pierwsi z niego będą chciały wyłamać się te przedsiębiorstwa, które mają najniższe koszty produkcji, i które będą mogły sobie pozwolić na czasową obniżkę ceny sprzedaży przyjmując, że odpowiednio dodatnią rentowność odzyskają poprzez zwiększenie obrotu, czyli wielkości sprzedaży. Pojawia się więc konieczność wprowadzenia mechanizmu *kwotowania* sprzedaży na rynku wewnętrznym, czyli określania dla poszczególnych przedsiębiorstw maksymalnej ilości węgla sprzedawanego na tym rynku w roku. Oznacza to wprowadzenie *regulatorów rynku*, które to regulatory powinny być w ręku państwa. W przypadku pełnej własności państwowej kopalń węgla kamiennego można to robić, i robiło się to dotychczas, metodami administracyjnymi. Po częściowej prywatyzacji tej branży, kiedy prywatnym podmiotom bezpośrednio nie można nic nakazać – należy wprowadzić regulatory systemowe. Mechanizm *kwotowania* sprzedaży na rynku wewnętrznym jest znany i stosowany już od okresu przedwojennego. Obecnie, w Unii Europejskiej jak również i w Polsce system ten jest stosowany np. w odniesieniu do cukrownictwa. Znajduje to umocowanie w odpowiedniej ustawie, a wskazane organy państwowe, według określonego algorytmu, przydzielają te kwoty sprzedaży poszczególnym producentom.

Na marginesie tego wątku dyskusji należy rozróżnić dwa pojęcia: zdolności produkcyjnych i produkcji rzeczywistej. Oczywiście idealnym, teoretycznym rozwiązaniem byłoby, gdyby zdolności produkcyjne były idealnie dopasowane do spodziewanego popytu. Wtedy nie byłyby

potrzebne regulatory systemowe *kwotowania* sprzedaży, gdyż sam rynek doprowadziłby do ceny równowagi, a poszczególne przedsiębiorstwa oligopolu nie byłyby zainteresowane obniżaniem ceny. Jest to jednak założenie teoretyczne, i do tego nierealne z kilku co najmniej względów. Skoncentrujmy się w naszych rozważaniach tylko na branży produkcji węgla kamiennego. Kształtowanie zdolności produkcyjnych kopalń jest procesem długofalowym i bardzo kapitałochłonnym. Nie ma więc w nim możliwości szybkiego reagowania na duże zmiany popytu. Dodatkowo, ze specyfiki różnorodności geologicznej eksploatowanych zasobów wynika, że zdolności produkcyjne poszczególnych kopalń mogą być różne w czasie. Stąd konieczność utrzymywania w nich rezerw zdolności produkcyjnych. Osobnym zagadnieniem, do oddzielnej dyskusji jest, jak wielkie powinny być te rezerwy. Posiadanie tych rezerw kusić będzie producentów, do ich maksymalnego wykorzystywania – co skutkować może czasowym zwiększaniem podaży węgla ponad potrzeby rynku wewnętrznego. Stąd konieczność stosowania regulatorów systemowych limitowania sprzedaży.

Drugim zagadnieniem jest konieczność myślenia perspektywicznego kategoriami bezpieczeństwa energetycznego kraju. Każde państwo powinno takie rezerwy mieć i utrzymywać. Może to przyjąć postać np. *rezerwy strategicznej* w postaci części kopalń postawionych w stan „uśpienia", czyli kopalń utrzymywanych w ruchu, przy niewielkim zatrudnieniu, relatywnie niskich kosztach i limitowanym niewielkim wydobyciu.

To ostatnie zagadnienie jest szczególnie istotne w kontekście projektu zamykania kolejnych kopalń. Propozycje te obarczone są myśleniem czysto teoretycznym o funkcjonowaniu gospodarki a zarazem krótkowzroczne. Najpierw ponieśliśmy ogromne nakłady na zbudowanie kopalń, następnie poniesiemy niemałe nakłady na ich likwidację – by ewentualnie w przyszłości budować kolejne kopalnie znowu ponosząc ogromne nakłady. Czy nie lepiej postawić je w stan „uśpienia"?

Istnienie kopalń rezerwy strategicznej dodatkowo wzmacnia argument o konieczności limitowania sprzedaży węgla na rynku wewnętrznym.

8. Jaki poziom ceny rynkowej węgla?

Z poprzednich rozważań wynika, że w przypadku węgla kamiennego mamy do czynienia z niską elastycznością cenową popytu pod warunkiem, że cena nie przekracza *parytetu importowego*. Może więc być kształtowana w relatywnie szerokim przedziale. Nie jest ona więc typową ceną rynkową ukształtowaną w warunkach wolnej gry rynkowej. Można więc przyjąć, że górną granicę kształtowania cen węgla stanowią: parytet importowy oraz, w dłuższym horyzoncie czasowym, koszt pozyskania energii ze źródeł alternatywnych.

Dolną granicę ceny węgla powinno określać się na poziomie gwarantującym uzyskanie *minimalnej rentowności* przez większość przedsiębiorstw górniczych zajmujących się eksploatacją. Dlaczego więc przez większość, a nie na przykład przez grupę kopalń osiągających najlepsze relacje ekonomiczne?

Bierze się to z faktu, że różne kopalnie pracują na złożach o różnej charakterystyce geologicznej – co zasadniczo wpływa na koszty produkcji węgla handlowego. W uporządkowanej gospodarce nie można więc dopuścić do kształtowania się cen węgla odniesionych do zakładów górniczych produkujących najtaniej. Wprowadzenie wolnej gry cenowej doprowadziłoby do sytuacji, że niewielka, wybrana grupa kopalń o najniższych kosztach produkcji uzyskiwaaby satysfakcjonujące relacje ekonomiczne. Pozostałym groziłaby, w krótkim okresie upadłość. Upadłość kopalni i jej likwidacja fizyczna jest procesem nieodwracalnym. Po krótkim

okresie czasu pozostałyby więc tylko te kopalnie, które produkują najtaniej. Mogłoby się wtedy okazać, że nie są one w stanie zabezpieczyć pełne zapotrzebowanie nawet rynku krajowego. W ten sposób, w krótkim czasie doprowadzilibyśmy do upadku polskiego górnictwa stając przed problemem konieczności importu węgla.

Można oczywiście dywagować na temat dotacji do kopalń, które na skutek obniżenia ceny rynkowej węgla stały się trwale deficytowe. Tylko kto i w jakiej formie miałby do nich dopłacać? Osobiście jestem przeciwnikiem tworzenia dotacji, których konieczność powstałaby z wyżej opisanego powodu. Uważam, że to odpowiedni poziom ceny rynkowej powinien gwarantować rentowność większości kopalń. Dochodzimy więc do pojęcia *ceny minimalnej*, czyli kolejnego regulatora wewnętrznego rynku węgla. To cena minimalna wyznaczana w okresach rocznych przez wskazane państwa agendy lub Radę Ministrów powinna stanowić gwarancję *minimalnej rentowności* większości przedsiębiorstw górniczych. Cena ta powinna być obowiązkowa dla wszystkich przedsiębiorstw produkcji węgla w Polsce, bez względu na formę własności, a jej niedotrzymanie powinno być obłożone wysokimi sankcjami ekonomicznymi.

Cena minimalna oprócz funkcji zapewnienia *minimalnej rentowności* większości przedsiębiorstw górniczych powinna stać się również narzędziem państwa w stymulowaniu obniżki kosztów wydobycia. Musi ona jednak wtedy uwzględniać wszystkie elementy kosztów i nakładów inwestycyjnych niezbędnych do utrzymania rentowności bieżącej i zabezpieczenia perspektywicznego rozwoju.

Pozostaje jeszcze wyjaśnienie sformułowania „większość przedsiębiorstw górniczych". W rozumieniu niniejszych rozważań rozumieć będziemy przez to taką ilość przedsiębiorstw, która jest w stanie zabezpieczyć w pełni, w horyzoncie wieloletnim, co najmniej pełne zapotrzebowanie rynku wewnętrznego, z uwzględnieniem rezerw bieżących i strategicznych zdolności wydobywczych.

9. Zakończenie

Przedsiębiorstwa wydobywcze przemysłu węglowego, z punktu widzenia strukturalizmu, tworzą specyficzny oligopol. Jednocześnie rynek wewnętrzny sprzedaży węgla, ze względu na państwową własność wszystkich kopalń jest rynkiem monopolu państwowego. Z punktu widzenia elastyczności cenowej popytu mamy do czynienia z rynkiem nieelastycznym. Daje to możliwości kształtowania ceny węgla w relatywnie dużym zakresie, bez istotnej zmiany popytu. Cena rynkowa węgla powinna gwarantować większości kopalń uzyskiwanie co najmniej *minimalnej zyskowności* pozwalającej na bieżące regulowanie zobowiązań i akumulację środków na rozwój. W warunkach polskich państwo, korzystając z pozycji monopolistycznej utrzymywało przez wiele lat po 1989 roku ceny węgla poniżej progu minimalnej zyskowności. Skutkowało to ogromnym zadłużeniem górnictwa węgla kamiennego na koniec 2002 roku.

Rynek wewnętrzny węgla powinien być rynkiem regulowanym, zwłaszcza po częściowej prywatyzacji tej branży. Podstawowymi narzędziami regulacji tego rynku powinny być: *kwotowanie* – czyli wyznaczanie dla poszczególnych producentów maksymalnej ilości węgla do sprzedaży na rynku wewnętrznym oraz *ceny minimalne* sprzedaży.

Literatura

[1] Begg D., Fischer S., Dornbusch R. – „Ekonomia", PWE, Warszawa, 1994
[2] Blaschke W. – „*Ceny węgla kamiennego – rynek polski i międzynarodowy*" – Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2000 – Szczyrk 21 – 25 luty 2000 r.
[3] Blaug M.– „Metodologia ekonomii", Wydawnictwa Naukowe PWN, Warszawa, 1995
[4] Jawień M., Jabłońska – Firek B., Duda J.T, - „*Sterowanie makroekonomiczne górnictwem węgla kamiennego w Polsce*", Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa – Kraków, 1996
[5] Krowiak A. – „Rola państwa w procesach restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 1990 – 2000", Wydawnictwo GIG, Katowice, 2002
[6] Lisowski A. – „*Podstawy ekonomicznej efektywności podziemnej eksploatacji złóż*", Wydawnictwo GIG + Wydawnictwo Naukowe PWN, Katowice – Warszawa, 2001

The reflection about prices and coal market in Poland

Abstract

This articles shows discussion about coal market in Poland, rules of shaping coal prices and characterisation of coal industry structures. The Author proposed tools for coal market regulation (quotation of sale and minimal price).

Recenzent: prof. dr hab. inż. Wiesław Blaschke

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 503–508

Zbigniew LEBDA-WYBORNY, Waldemar WĄS
Katowicki Holding Węglowy, Katowice, tel. (0-32) 757-30-02, 757-31-85

Nowa generacja cieczy hydraulicznych do obudów zmechanizowanych szansą obniżenia kosztów

Słowa kluczowe

koncentrat emulgujący - obudowa zmechanizowana

Streszczenie

Omówiono doświadczenia kopalń KHW S.A. w zakresie stosowania w obudowach zmechanizowanych trudnopalnych cieczy hydraulicznych sporządzonych na bazie olei emulgujących (mających w swoim składzie oleje mineralne), oraz koncentratów emulgujących na bazie wysokorafmowanych olei mineralnych i olei syntetycznych. Przedstawiono właściwości nowoczesnych koncentratów emulgujących oraz zasady bezpiecznego postępowania z nimi. Przedstawiono zachowanie się nowoczesnej cieczy roboczej sporządzonej na bazie koncentratu HYDROKOP SYNTETIC w czasie eksploatacji.

1. Doświadczenia w stosowaniu emulsji na bazie olei mineralnych

Prawidłowa eksploatacja ściany wydobywczej wymaga doboru właściwej konfiguracji kompleksu ścianowego. Jednym z podstawowych elementów kompleksu ścianowego jest obudowa zmechanizowana. Zapewnienie niezawodności pracy obudowy wymaga stosowania w jej układzie hydraulicznym odpowiedniego medium roboczego, jakim jest trudnopalna ciecz hydrauliczna.

Kopalnie Katowickiego Holdingu Węglowego S.A. do sporządzania trudnopalnej cieczy hydraulicznej stosowały środki dostępne na rynku. Były to różnorodne produkty wytwarzane przez rafinerie krajowe, jak również wyroby pochodzące z importu. Wspólną ich cechą jest skład chemiczny. Wytwarza się je na bazie olejów mineralnych z dodatkiem m.in. substancji emulgujących i inhibitorów korozji. Stosowanie tych produktów obarczone było wieloma niedogodnościami. Ciecze hydrauliczne sporządzone na ich bazie o stężeniu 0,4-1,0% stanowią dogodne środowisko dla wytwarzania się grzybów i bakterii. Sytuacja taka prowadziła do wydzielania się przykrego zapachu w zbiornikach i systemach ciśnieniowych oraz wytrącania się frakcji stałej powodujące zatykanie filtrów. Zaobserwowano jednocześnie istotny spadek stężenia sporządzonej emulsji na odcinku pomiędzy miejscem jej wytworzenia, a obudowami zmechanizowanymi znajdującymi się w ścianach. Procesy degradacji powodują, że emulsja sporządzona na bazie olejów mineralnych w czasie eksploatacji traci swoje właściwości antykorozyjne i smarne, co w sposób bezpośredni zwiększa awaryjność podzespołów hydraulicznych i to zarówno elementów hydrauliki siłowej jak i hydrauliki sterowniczej. Korozja oraz

niszczenie uszczelnień zmniejsza znacząco żywotność układów hydraulicznych obudów zmechanizowanych.

Mając na uwadze szereg wad stosowanych cieczy hydraulicznych wytwarzanych na bazie olejów mineralnych, kopalnie Katowickiego Holdingu Węglowego S.A. w 2001 r. zapoczątkowały próby z nowymi koncentratami emulgującymi. W pierwszej fazie przetestowano, a następnie wdrożono do stosowania koncentrat emulgujący Hydrokop HFA produkcji polskiej rafinerii.

Koncentrat emulgujący HYDROKOP HFA

Przeznaczony jest do sporządzania trudnopalnej mikroemulsyjnej cieczy hydraulicznej typu HFAE o stężeniu 0,4 do 1,0 % przy użyciu wód o twardości do 25 °N.

Koncentrat emulgujący HYDROKOP HFA jest mieszaniną:

- wysokorafinowanego oleju mineralnego,
- dodatków uszlachetniających w skład których wchodzą:
  - emulgatory,
  - dodatki przeciwpienne,
  - inhibitory korozji.

Powstała na bazie koncentratu HYDROKOP HFA ciecz hydrauliczna może być stosowana jako medium hydrauliczne w zmechanizowanych obudowach ścianowych i stojakach hydraulicznych indywidualnie lub centralnie zasilanych w podziemnych wyrobiskach górniczych .

Najniższe dopuszczalne stężenia przedstawiono w tablicy 1.1.

Tablica 1.1. Najniższe dopuszczalne stężenia
Table 1.1. The lowest allowable concentration

Lp.	Nazwa obudowy	Stopień stężenia
1	Stojaki hydrauliczne centralnie zasilane typu SHC	n.n. 0,4 %
2	Indywidualne stojaki hydrauliczne	n.n. 0,4 %
3	Obudowy hydrauliczne produkcji krajowej	n.n. 0,4 %
4	Obudowy importowane	Według zaleceń producentów

Parametry koncentratu emulgującego przedstawiono w tablicy 1.2.

Tablica 1.2. Parametry koncentratu emulgującego
Table 1.2. Parameters of the emulsifiable concentrates

Wymagania	Wartość
Wygląd zewnętrzny w temp.20 °C	jednorodna klarowna ciecz barwy brązowej
Lepkość kinematyczna w temp. 40 °C [mm/s^2] n.w.	200
Temperatura płynięcia [°C] n.w.	-5
Zawartość wody [%] n.w.	35

Zestawienie parametrów dla emulsji olejowo – wodnej sporządzonej na wodzie o twardości 25 °N, przedstawiono w tablicy 1.3.

Tablica. 1.3. Zestawienie parametrów dla emulsji olejowo-wodnej sporządzonej na wodzie o twardości 25 °N

Table 1.3. Specification of the oil-in-water emulsion parameters, for water of total hardness 25 °N

Wymagania	Wartość
Wygląd emulsji	mleczna
Zdolność ochrony przed korozją: Badanie w temperaturze 35 °C w ciągu 672 h Zmiana masy płytek, mg Stal Miedź Mosiądz Aluminium Cynk	 -11 do +5 -11 do +5 -11 do +5 -11 do +5 -22 do +5
Oddziaływanie na uszczelnienia Zmiana objętości % Zmiana twardości w odniesieniu do twardości początkowej, °IRH Wzrost twardości Spadek twardości	 0 do 7 n.w. 2 n.w. 7

Emulsja otrzymana na bazie koncentratu emulgującego Hydrokop HFA ma znacznie poprawione własności użytkowe w stosunku do stosowanych poprzednio emulsji na bazie olejów mineralnych. Zaobserwowano m.in., że w czasie eksploatacji z emulsji wytrąca się znacznie mniej fazy stałej, a co tym idzie zmniejszeniu uległa częstotliwość czyszczenia filtrów.

Chcąc jeszcze bardziej poprawić niezawodność pracy układów hydraulicznych obudów zmechanizowanych Katowicki Holding Węglowy S.A. wspólnie z producentem koncentratów emulgujących, firmą Petro-Oil Kraków przystąpił w trzecim kwartale 2001 roku do prób z zupełnie nową generacją koncentratów emulgujących. W KWK „Murcki" rozpoczęto testy syntetycznego koncentratu emulgującego HYDROKOP SYNTETIC.

Syntetyczny koncentrat emulgujący HYDROKOP SYNTETIC

Przeznaczony jest do wytwarzania trudnopalnej mikroemulsyjnej cieczy hydraulicznej typu HFAE o stężeniu 0,4 do 1,0 % przy użyciu wód o twardości do 28 °N.

W skład koncentratu emulgującego HYDROKOP SYNTETIC wchodzi:

- syntetyczny olej izoparafinowy,
- dodatki uszlachetniające, a mianowicie:
  - emulgatory,
  - dodatki przeciwpienne,
  - inhibitory korozji.

Powstała na bazie koncentratu emulgującego HYDROKOP SYNTETIC ciecz hydrauliczna przeznaczona jest do stosowania jako medium robocze w zmechanizowanych obudowach ścianowych i stojakach hydraulicznych indywidualnie lub centralnie zasilanych w podziemnych wyrobiskach górniczych.

Zakresy stosowanych stężeń mikroemulsji przedstawiono w tablicy 1.4.

Tablica 1.4. Zakresy stosowanych stężeń mikroemulsji
Table 1.4. Range of used microemulsion concentrations

Lp.	Nazwa obudowy	Stopień stężenia
1	Stojaki hydrauliczne centralnie zasilane typu SHC	n.n. 0,4 %-0,8%
2	Indywidualne stojaki hydrauliczne	n.n. 0,4 %-0,8%
3	Obudowy hydrauliczne produkcji krajowej	n.n. 0,4 %-0,8%
4	Obudowy importowane	Według zaleceń producentów

Parametry koncentratu emulgującego przedstawiono w tablicy 1.5.

Tablica 1.5. Parametry koncentratu emulgującego
Table 1.5. Parameters of the emulsifaiable concentrates

Wymagania	Wartość
Wygląd zewnętrzny w temp. 20 °C	jednorodna klarowna ciecz barwy brązowej
Lepkość kinematyczna w temp. 40 °C [mm/s^2] n.w.	50
Temperatura płynięcia [°C] n.w.	0
Zawartość wody [%] n.w.	50

Zestawienie parametrów dla emulsji olejowo-wodnej sporządzonej na wodzie o twardości 28 °N, przedstawiono w tablicy 1.6.

Mając na uwadze prawidłowe i bezpieczne użytkowanie koncentratów emulgujących typu HYDROKOP HFA i HYDROKOP SYNTETIC należy przestrzegać podstawowych zasad postępowania.

Przechowywanie:

- zbiorniki stalowe umieszczone na wolnej przestrzeni, wyposażone w system ogrzewania, umożliwiający w okresie zimowym ogrzanie cieczy do temperatury 5–20 °C celem obniżenia lepkości i zapewnienia pompowalności cieczy,
- zbiorniki stalowe, umieszczone w pomieszczeniach ogrzewanych.

Zasady bezpieczeństwa.

Omawiane koncentraty emulgujące są produktami zawierającymi ciekłe węglowodory, oraz dodatki uszlachetniające. Pracując z nimi należy:

- ściśle przestrzegać obowiązujących przepisów przeciwpożarowych w trakcie prac przy bezpośrednim użyciu koncentratu,
- utrzymywać w należytym stanie technicznym pracujące urządzenia,
- stosować odzież ochronną oraz sprzęt ochrony osobistej.

Tablica 1.6. Zestawienie parametrów dla emulsji olejowo-wodnej sporządzonej na wodzie o twardości 28 °N

Table 1.6. Specification of the oil-in-water emulsion parameters, for water of total hardness 28 °N

Wymagania	Wartość
Wygląd emulsji	mleczna
Zdolność ochrony przed korozją: Badanie w temperaturze 35 °C w ciągu 672 h Zmiana masy płytek, mg Stal Miedź Mosiądz Aluminium Cynk	 -11 do +5 -11 do +5 -11 do +5 -11 do +5 -22 do +5
Oddziaływanie na uszczelnienia Zmiana objętości % Zmiana twardości w odniesieniu do twardości początkowej, °IRH Wzrost twardości Spadek twardości	 0 do 7 n.w. 2 n.w. 7

Bezpośrednie zastosowanie w postaci nisko stężonej emulsji olejowo–wodnej, oraz fakt iż olej bazowy zastosowany w koncentracie emulgującym HYDROKOP HFA i HYDROKOP SYNTETIC nie zawiera fenoli i policyklicznych węglowodorów aromatycznych, co znacznie obniża jego szkodliwość.

Emulsja otrzymana z syntetycznego koncentratu emulgującego HYDROKOP HFA oraz HYDROKOP SYNTETIC zawierająca około 99,5 % wody jest cieczą niepalną.

Przeprowadzone próby z emulsją sporządzoną z pełni syntetycznego koncentratu potwierdziły jej walory użytkowe jako medium hydraulicznego w zmechanizowanych obudowach ścianowych oraz stojakach hydraulicznych zasilanych centralnie, bądź indywidualnie, a pracujących w podziemnych wyrobiskach górniczych.

Pomyślne próby z syntetycznym koncentratem emulgującym HYDROKOP SYNTETIC, pozwoliły podjąć decyzję o wdrożeniu do stosowania powyższego produktu we wszystkich kopalniach KHW S.A. Emulsja wytworzona na bazie syntetycznego koncentratu emulgującego HYDROKOP SYNTETIC posiada znaczące zalety w stosunku do wcześniej stosowanych mediów. Emulsja taka nie jest atakowana przez bakterie i grzyby, wykazuje się dużą stabilnością i utrzymuje w okresie eksploatacji stałe parametry fizykochemiczne. Wykazuje bardzo dobre właściwości smarne i antykorozyjne. Nie wytrącają się z niej frakcje stałe. Syntetyczny koncentrat emulgujący HYDROKOP SYNTETIC posiada dopuszczenie Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego do stosowania w podziemnych zakładach górniczych.

2. Podsumowanie

Na zakończenie należy wyraźnie stwierdzić, iż nakłady ponoszone na remonty obudów zmechanizowanych stanowią pokaźną pozycję w kosztach usług remontowych. Zalety trudnopalnej cieczy hydraulicznej sporządzonej na bazie syntetycznego koncentratu emulgującego HYDROKOP SYNTETIC pozwalają na przedłużenie bezawaryjnej pracy elementów hydrauliki siłowej i sterowniczej, co w konsekwencji prowadzi do obniżenia kosztów ponoszonych na utrzymanie tych urządzeń w należytym stanie technicznym.

New generation of the hydraulic fluids for self-advancing supports as a chance of reduction of costs

Abstract

Experience concerning using of slow-burning fluids prepared on basis of the emulsifiable oils, mineral and syntetic, in a self-advancing supports at KHW S.A. mines is discused. Modern emulsifiable contentrates properties and the rules of safety treating of them is introduced. Behaviour of modern working fluid, prepared on basic of Hydrkop Syntetic contrentate, under its operating is shown.

Recenzent: prof. dr hab. inz. Krzysztof Krauze

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 509–524

Piotr ŁUSKA
„Termospec" Sp. z o.o., Żory
Stanisław NAWRAT
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Klimatyzacja z zastosowaniem komór zraszania w kopalniach podziemnych

Słowa kluczowe

klimatyzacja kopalń - urządzenia chłodnicze - chłodnice powietrza - komory zraszania

Streszczenie

W ostatnich latach w polskim górnictwie podziemnym, zwłaszcza węgla kamiennego i miedzi, wystąpiło znaczne pogorszenie cieplnych warunków pracy spowodowane przede wszystkim wzrostem głębokości eksploatacji, zwiększeniem mocy zainstalowanych maszyn i urządzeń oraz niedostatecznym zakresem zastosowania kompleksowej prewencji wentylacyjno- chłodniczej. W górnictwie są stosowane chłodnice różnej konstrukcji. Najczęściej są to chłodnice przeponowe W celu uzyskania większych wydajności chłodniczych są wykorzystywane chłodnice kombinowane i komory zraszania, ale częstość ich zastosowania jest niewielka z uwagi na niedostateczną wiedze praktyków górniczych w tym zakresie. Autorzy w oparciu o własne doświadczenia praktyczne proponują zastosowanie w kopalniach klimatyzacji oddziałowej wykorzystującej komory zraszania.

1. Wprowadzenie

W ostatnich latach w polskim górnictwie podziemnym, zwłaszcza węgla kamiennego i miedzi, wystąpiło znaczne pogorszenie cieplnych warunków pracy spowodowane przede wszystkim wzrostem głębokości eksploatacji, zwiększeniem mocy zainstalowanych maszyn i urządzeń oraz niedostatecznym zakresem zastosowania kompleksowej prewencji wentylacyjno- chłodniczej. Oprócz klasycznych urządzeń chłodniczych, w górnictwie stosowane są specjalne urządzenia umożliwiające poprawę efektywności chłodniczej (komory zraszania i chłodnice specjalne), wykorzystujące inne zasady fizyczne chłodzenia (pneumatyczne urządzenie chłodnicze i lodowe chłodnice powietrza), a także sposób transportu i wyrównania ciśnień medium chłodniczego.

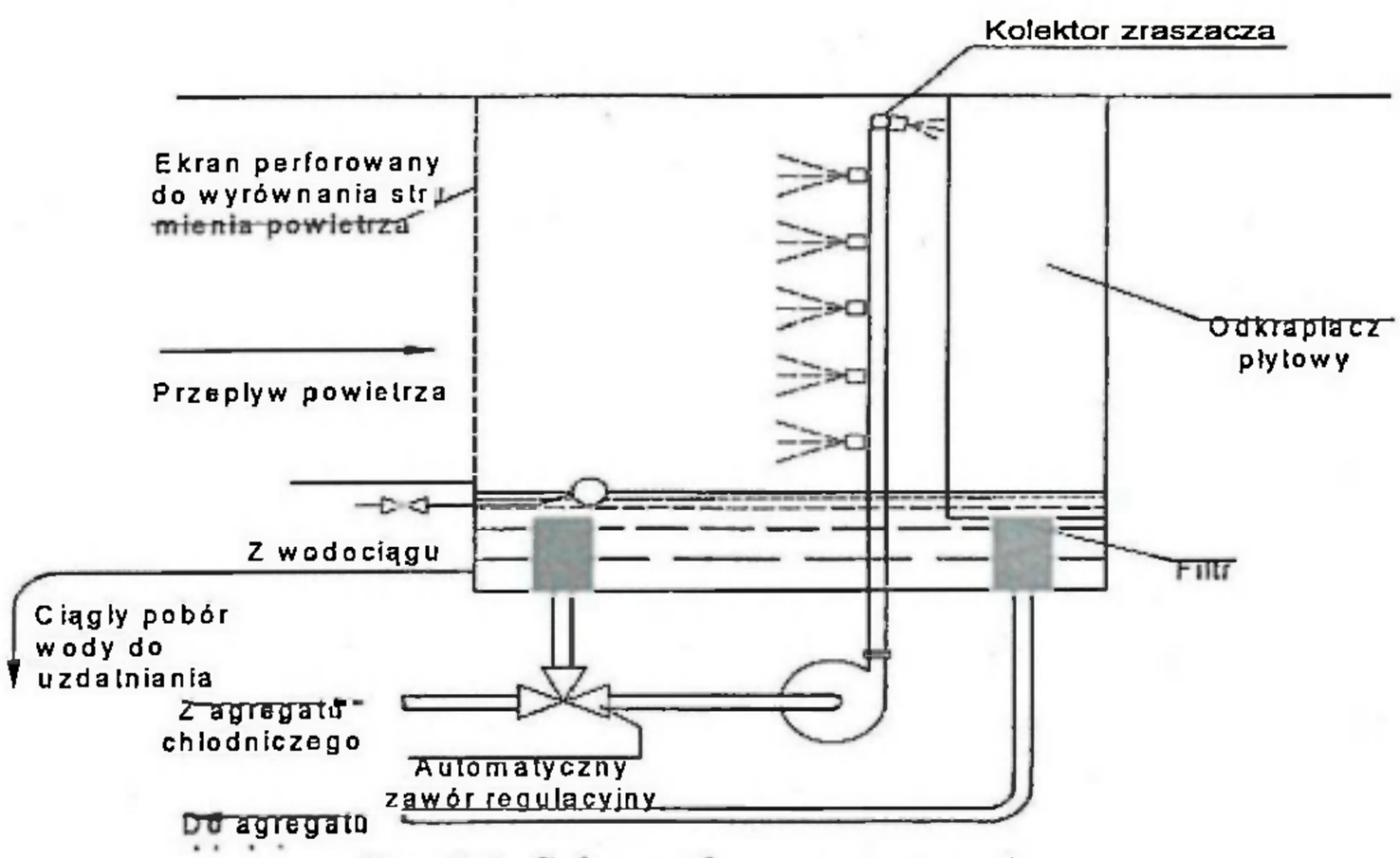
W górnictwie są stosowane chłodnice różnej konstrukcji. Najczęściej są to chłodnice powierzchniowe. W celu uzyskania większych wydajności chłodniczych są wykorzystywane chłodnice kombinowane i komory zraszania, ale częstość ich zastosowania jest nie wielka z uwagi na niedostateczną wiedzę praktyków górniczych w tym zakresie.

Autorzy w oparciu o własne doświadczenia praktyczne proponują zastosowanie w kopalniach klimatyzacji oddziałowej wykorzystującej komory zraszania.

2. Komory zraszania

Komora zraszania jest urządzeniem, w którym rozpylona woda ochłodzona w urządzeniu chłodniczym, odbiera ciepło od przepływającego powietrza. Zasadę działania komory zraszania przedstawiają rys. 2.1, 2.2, 2.3, 2.4, 2.5, 2.6 i 2.7. Rozwiązania te pozwalają uzyskać znaczne moce chłodnicze. Systemy z zastosowaniem komór chłodniczych są indywidualnie projektowane dla konkretnych warunków lokalizacyjnych.

Komora zraszania przedstawiona na rys. 2.1 w zasadzie stanowi ona komorę, w której uzyskuje się gęstą chmurę drobno rozpylonej wody tłoczonej przez dysze rozpylające wodę połączone w zespoły-rzędy. Zespoły zraszające składają się z pionowych rur z dyszami tak usytuowanymi, aby równomiernie pokryć cały przekrój poprzeczny komory. W komorze zraszania można osuszać powietrze pod warunkiem, że temperatura wody obiegowej jest niższa od temperatury punktu rosy dopływającego powietrza. Moc chłodnicza i zdolność osuszania komory może być regulowana przez zmianę temperatury zraszającej wody, zwykle za pomocą dwudrogowego zaworu mieszającego. Kropla wody wypływająca z dyszy rozpylającej płynie równolegle do kierunku przepływu powietrza we współ- lub w przeciwprądzie, a potem zaczyna opadać do wanny komory, a zatem wymiana ciepła zachodzi w warunkach przepływu krzyżowego.



Rys.2.1. Schemat komory zraszania

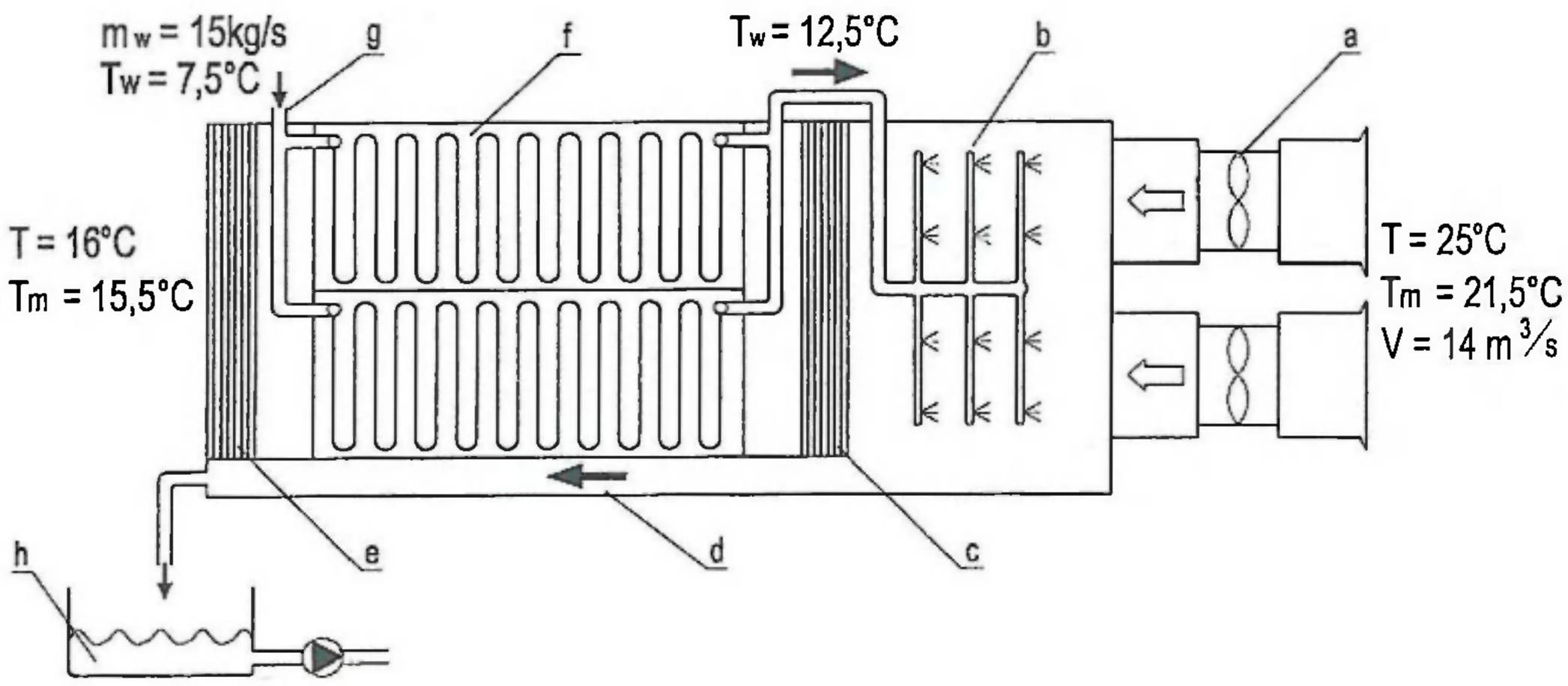
Fig.2.1. Scheme of spray chambers

W pobliżu powierzchni wody w wannie, nawet na końcu komory, powietrze kontaktuje się z wodą, która jest stosunkowo ciepła. W konsekwencji nie można uzyskać temperatury powietrza odpływającego z komory niższej od temperatury wody odpływającej. Aby zapewnić dostateczne rozpylenie wody, spadek ciśnienia w dyszach rozpylających stosowanych w komorach zraszania musi być stosunkowo duży. Wydajności stosowanych dysz wahają się od 0,025 l/s przy spadku ciśnienia 70 kPa i średnicy otworu wylotowego 2,5 mm do 0,3 l/s przy spadku ciśnienia 280 kPa i średnicy otworu 6,5 mm. Z doświadczeń praktycznych, uzyskanych przy

projektowaniu i eksploatacji komór zraszania w klimatyzacji wynika, że powinno się stosować następujące parametry: strumień objętości wody wypływającej z jednej dyszy - 0,11 l/s, liczba dysz - 22 szt./m^2 przekroju poprzecznego w każdym rzędzie przy średniej prędkości powietrza wynoszącej 2,5÷3,75 m/s. Zaleca się stosowanie dwóch rzędów dysz rozpylających wodę w przeciwprądzie, a zatem całkowita gęstość strumienia masy wody w obiegu powinna być równa 0,44 $dm^3/(s\ m^2)$ w odniesieniu do pola przekroju poprzecznego komory. Komory zraszania powinny być na tyle długie, aby nastąpił pożądany kontakt między zraszającą wodą i powietrzem oraz aby uniknąć przedostawania się strumienia rozpylonej wody przez odkraplacz. Sprawność komór zraszania zależy od rozmieszczenia i liczby zespołów dysz i wynoszą odpowiednio około 50% w przypadku zastosowania jednego rzędu dysz ustawionych współprądowo, do około 95 % w przypadku zastosowania trzech rzędów dysz ustawionych przeciwprądowo. Komory zraszania mogą być również budowane w układzie pionowym z przepływem powietrza z dołu do góry.

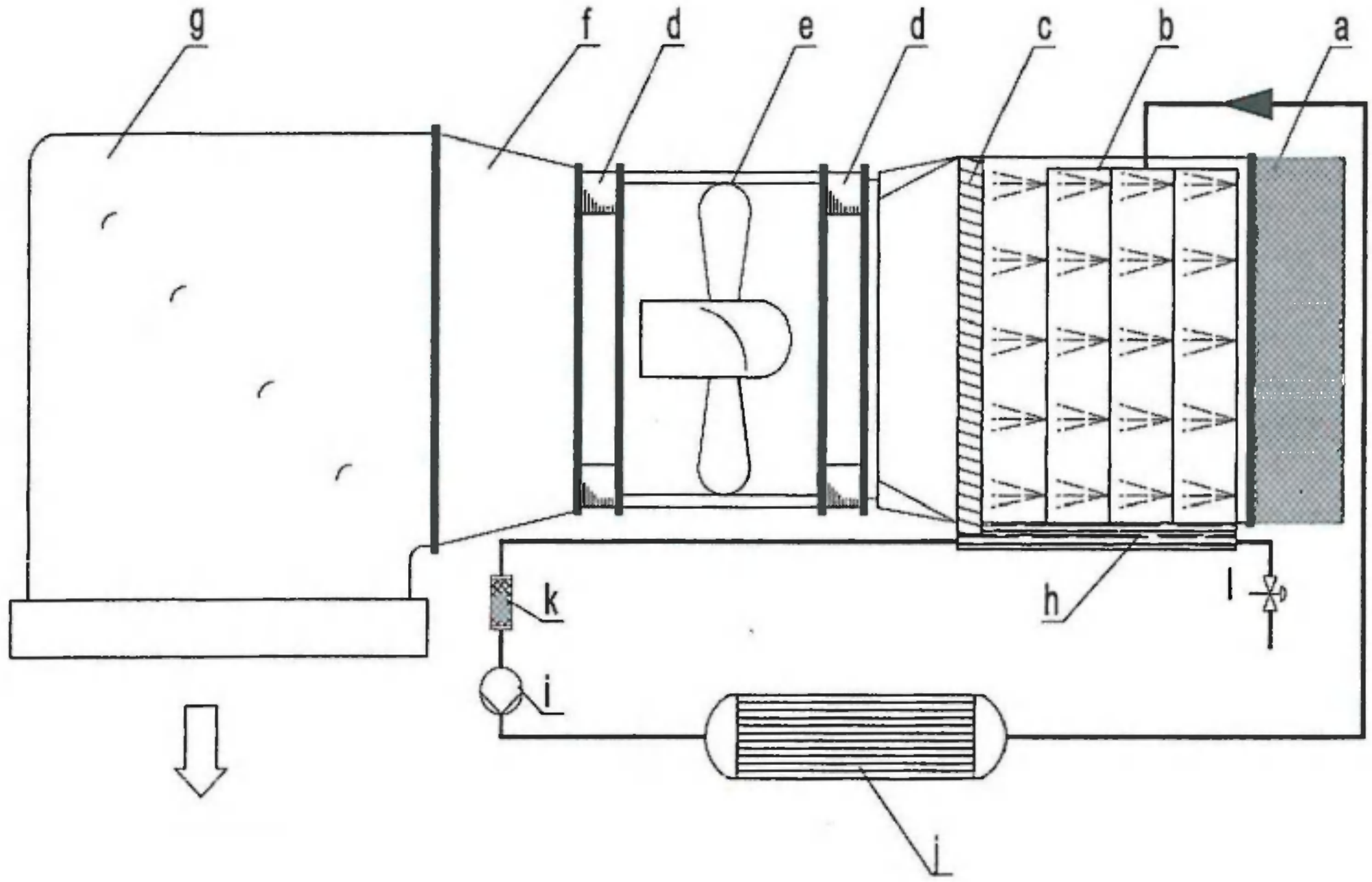
Efektywność pracy komory zraszania zależy od ilości przepływającego powietrza i od parametrów wody zimnej z obiegu chłodniczego. W wolnostojącej chłodnicy, której strumień powietrza wynosi około 6 m^3/s, następuje obniżenie temperatury wlotowej o 10-14^{0}C. W celu uzyskania większych wydajności chłodniczych stosuje się chłodnice kombinowane i komory zraszania. Zdolność chłodnicza dwustopniowej chłodnicy powietrza z komorami zraszania wody rozpylanej w komorze zraszania wodą zimną jest funkcją strumienia masy wody rozpylonej w komorze i temperatury początkowej wody chłodzącej. Maksymalna prędkość przepływu powietrza w komorze zraszania nie powinna przekraczać 6 m/s, gdyż powyżej tej prędkości nie uzyskuje się na ogół efektu osuszania, a nawet obserwuje się dodatkowe nawilżanie powietrza wskutek porywania cząstek wody chłodzącej. Schemat ideowy chłodnicy kombinowanej o mocy około 300 kW (komora zraszania i chłodnica powierzchniowa) przedstawiono na rys.2.2.

Przykłady zastosowania komór zraszania w górnictwie przedstawiono na rys. 2.2– 2.7.



Rys.2.2. Schemat ideowy chłodnicy kombinowanej
gdzie: a) wentylatory, b) dysze zraszające, c) odkraplacz, d) spływ wanny, e) odkraplacz, f) chłodnica powierzchniowa, g) wlot zimnej wody T_w=7,5^{0}C, m.$_w$=15 kg/s, h) zbiornik wody

Fig.2.2. Scheme of spray-surface cooler
where: a) sound insulation, b) spray nozzles, c) droplet eliminator, d)water draining, e) droplet eliminator, f) surface cooler, g) inlet of cold water T_w=7,5^{0}C, m.$_w$=15 kg/s, h) water tank



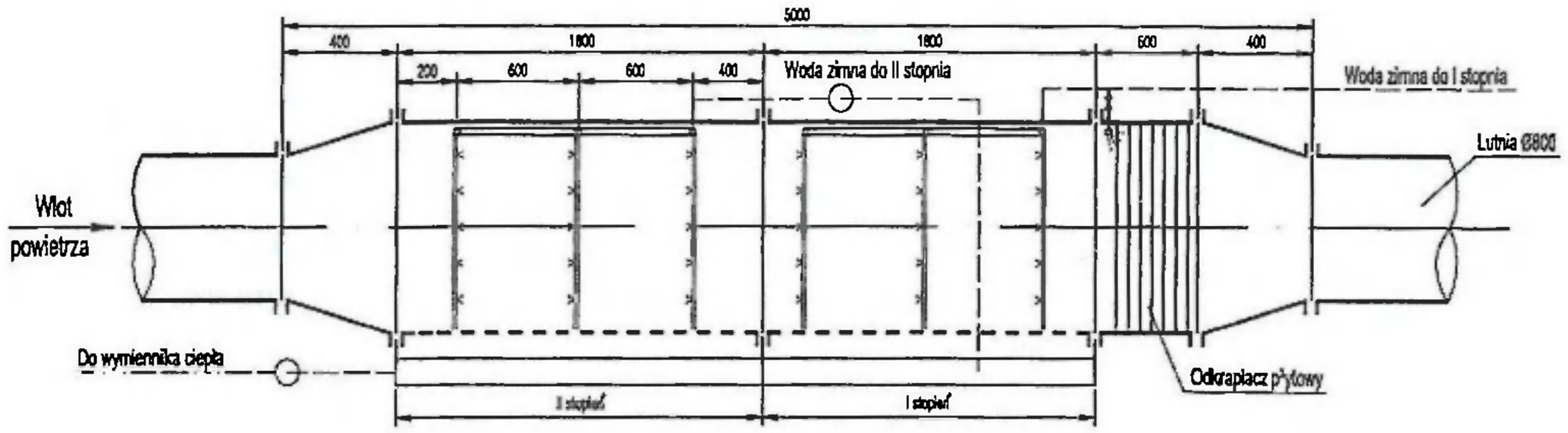
Rys.2.3. Komora zraszania

gdzie: a) izolacja dźwiękowa, b) dysze zraszajace, c) odkraplacz, d) połączenie elastyczne, e) wentylator, f) dyfuzor, g) wlot do kanału wentylacyjnego, h) zbiornik na wodę, i) pompa wody schłodzonej, j) parownik, k) filtr wody, l) zawór do czyszczenia zbiornika

Rys.2.3. Spray chamber

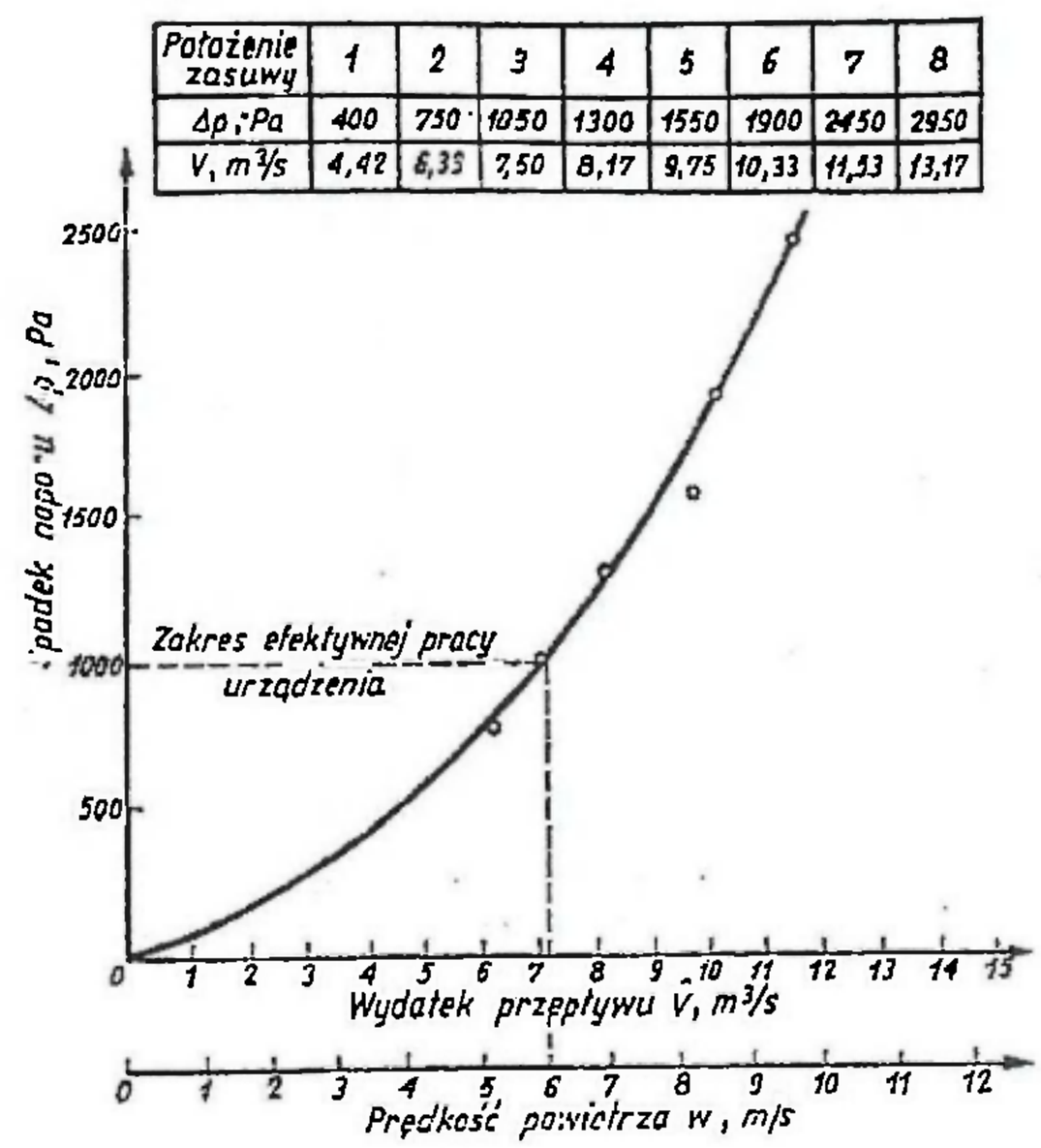
where: a) sound isolation, b) spray nozzles, c) droplet eliminator, d) flexible connection, e) fan, f) diffuzer, g) inlet into ventilation duct, h) water tank, i) cold water pump, j) evaporator, k) water filter, l) valve for tank cleaning

W polskim górnictwie komory zraszania zastosowano w kopalniach „1 Maja" i „Morcinek". W kopalni „1 Maja" na poziomie 850 m zabudowano dwustopniową komorę zraszania z trzema płaszczyznami dysz zraszających w jednym stopniu (rys. 2.4). Dla uzyskania przepływu powietrza przez chłodnicę zainstalowano krótki lutniociąg i zabudowano wentylator lutniowy typu WLE-1000B. W celu określenia charakterystyki chłodnicy (rys. 2.4. i 2.5), regulowano ilość przepływającego powietrza na wlocie do chłodnicy oraz przez pracę wentylatora na jednym lub dwóch silnikach.



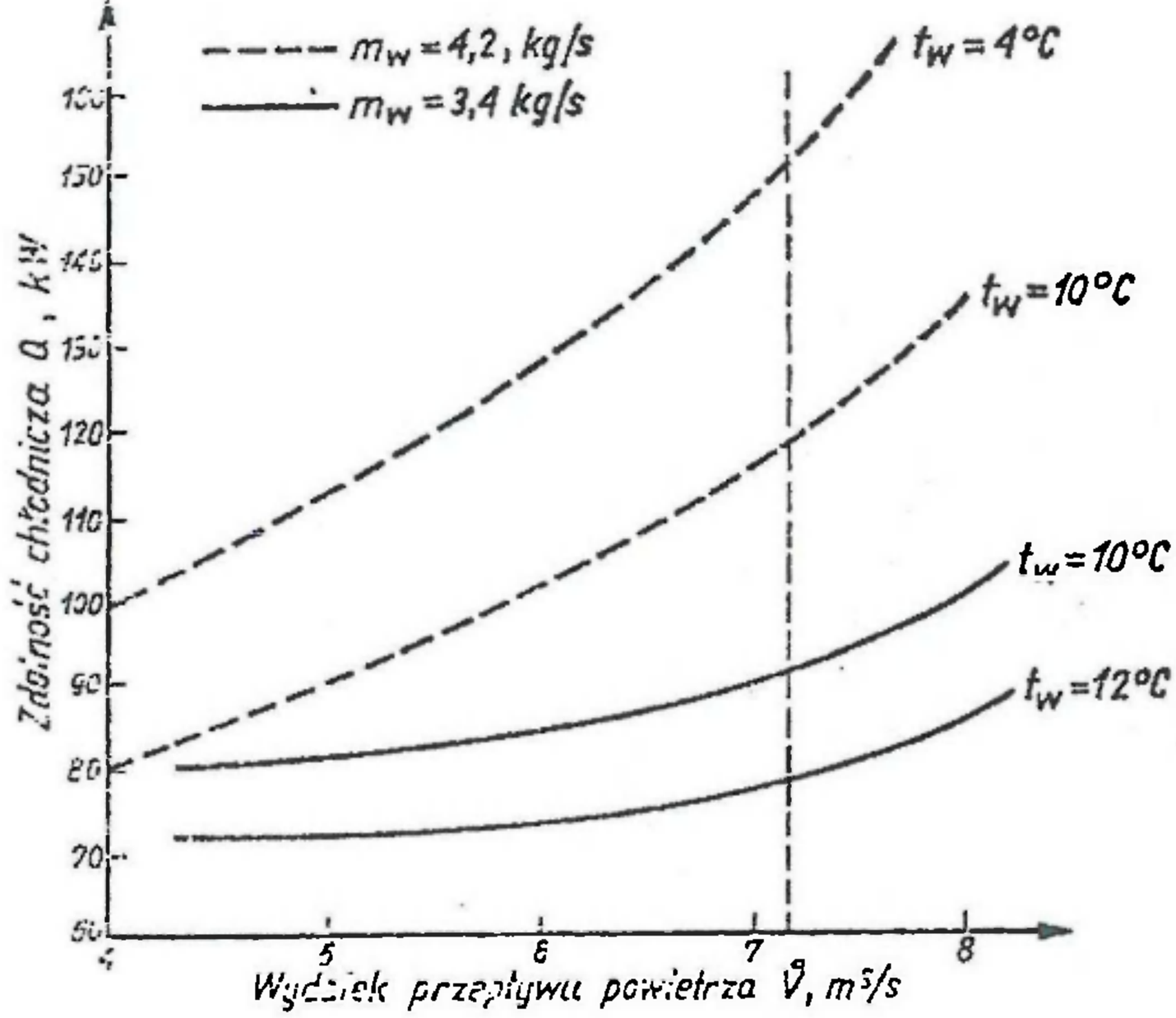
Rys.2.4. Dwustopniowa chłodnica powietrza z komorami zraszania (kopalnia 1 Maja)
Rys.2.4. Two-storage air cooler with spray chambers (1 Maja Coal Mine)

Prędkość przepływu powietrza przez komorę wynosiła 2,5 ÷ 3,5 m/s. Komora zraszania I stopnia składała się z trzech rzędów dysz zraszających usytuowanych przeciwprądowo, natomiast komora II stopnia miała pierwszy rząd dysz współprądowy oraz dwa rzędy przeciwprądowe. W dolnej części usytuowany był zbiornik wody z odprowadzeniem wody i przelewem nadmiaru wody. Odkraplacz płytowy zraszany był zimną wodą z I stopnia przez rząd składający się z pięciu dysz zraszających. Służył on do zatrzymywania drobnych kropelek wody, unoszonych strumieniem przepływającego powietrza.



Rys.2.5. Charakterystyka dwustopniowej chłodnicy powietrza z komorami zraszania przy przepływie wody chłodzącej 3,4÷4,2 kg/s
Rys.2.5. Charakteristics of two-stage air cooler with spray chambers for discharge cooling water3,4÷4,2 kg/s

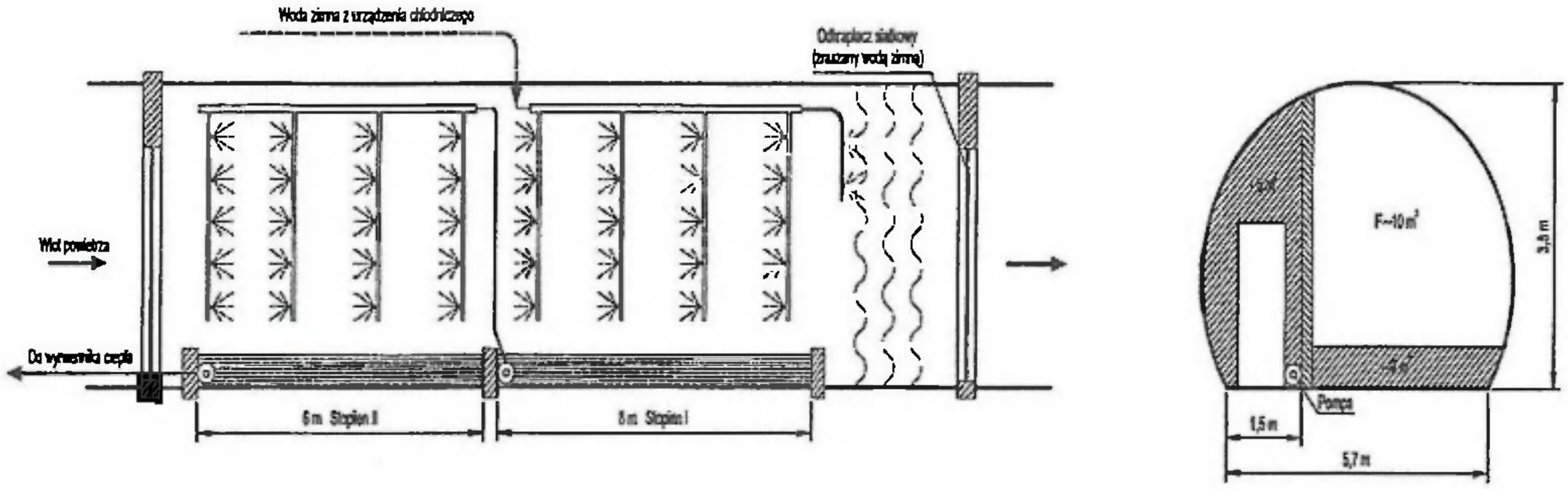
Rys.2.6. przedstawia charakterystykę przepływową dwustopniowej chłodnicy powietrza. Na wykresie zaznaczono tzw. obszar efektywnej pracy urządzenia, gdzie występuje proces ochładzania i osuszania powietrza, tj. dla spadku naporu do 1000 Pa i prędkości powietrza w komorze do 6 m/s. Powyżej tego obszaru występuje niekorzystne zjawisko porywania cząstek wody z wypływającym powietrzem, powodujące nawilżenie powietrza oraz ubytki wody zimnej z obiegu chłodniczego.



Rys.2.6. Zdolność chłodnicza dwustopniowej chłodnicy powietrza
Rys.2.6. Cooling capacity of two-stage air cooler

Na wykresie przedstawiono zdolność chłodniczą dwustopniowej chłodnicy powietrza. Jest ona funkcją strumienia masy wody rozpylonej w komorze (m_w) i temperatury początkowej wody chłodzącej t_w. Maksymalna prędkość przepływu powietrza w omawianej komorze nie powinna przekroczyć 6 m/s, gdyż powyżej tej prędkości nie uzyskuje się efektu osuszania. Konstrukcja tego urządzenia i jego zdolność chłodnicza pozwala na zastosowanie go do chłodzenia i osuszania powietrza przy wentylacji odrębnej wyrobisk górniczych oraz do wstępnego schładzania powietrza w rejonach eksploatacyjnych. Zdolność chłodnicza tej komory zraszania wynosiła około 150 kW.

Innym przykładem jest uruchomiona w kopalni Morcinek chłodnica powietrza z komorami zraszania w wyrobisku korytarzowym i przeznaczona do schładzania powietrza doprowadzanego do wyrobiska ścianowego. Bezpośredni sposób chłodzenia powietrza w takiej komorze charakteryzuje się tym, że wodę zimną z urządzeń chłodniczych rozpyla się bezpośrednio dyszami zraszającymi do całkowitego prądu powietrza przepływającego przez wyrobisko. Schemat dwustopniowej chłodnicy powietrza z komorą zraszania wykonaną w kopalni Morcinek przedstawiono na rys. 2.7.

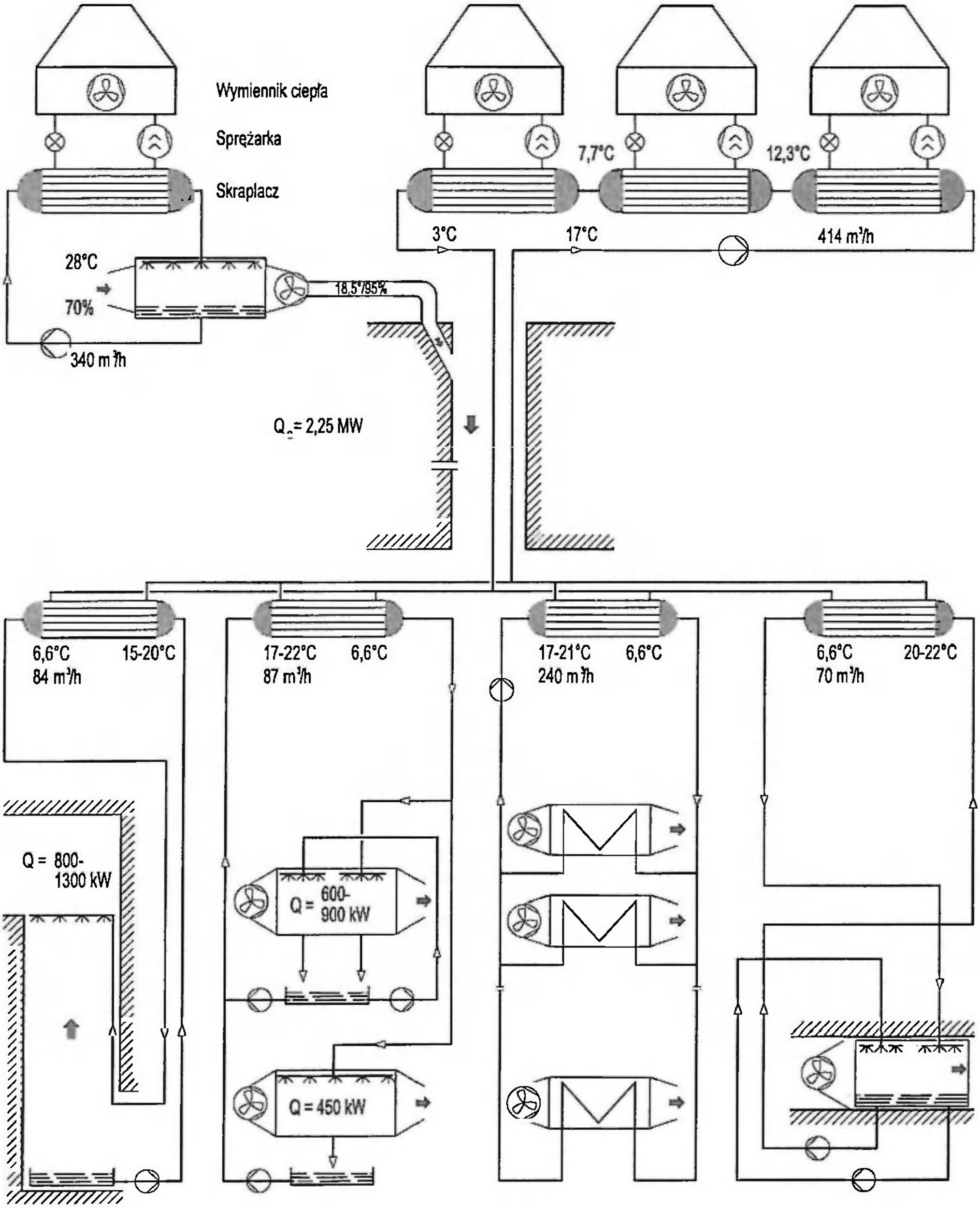


Rys.2.7. Dwustopniowa chłodnica powietrza z komorą zraszania w wyrobisku korytarzowym
Rys.2.7. Two-stage air cooler with spray chambers into mine working

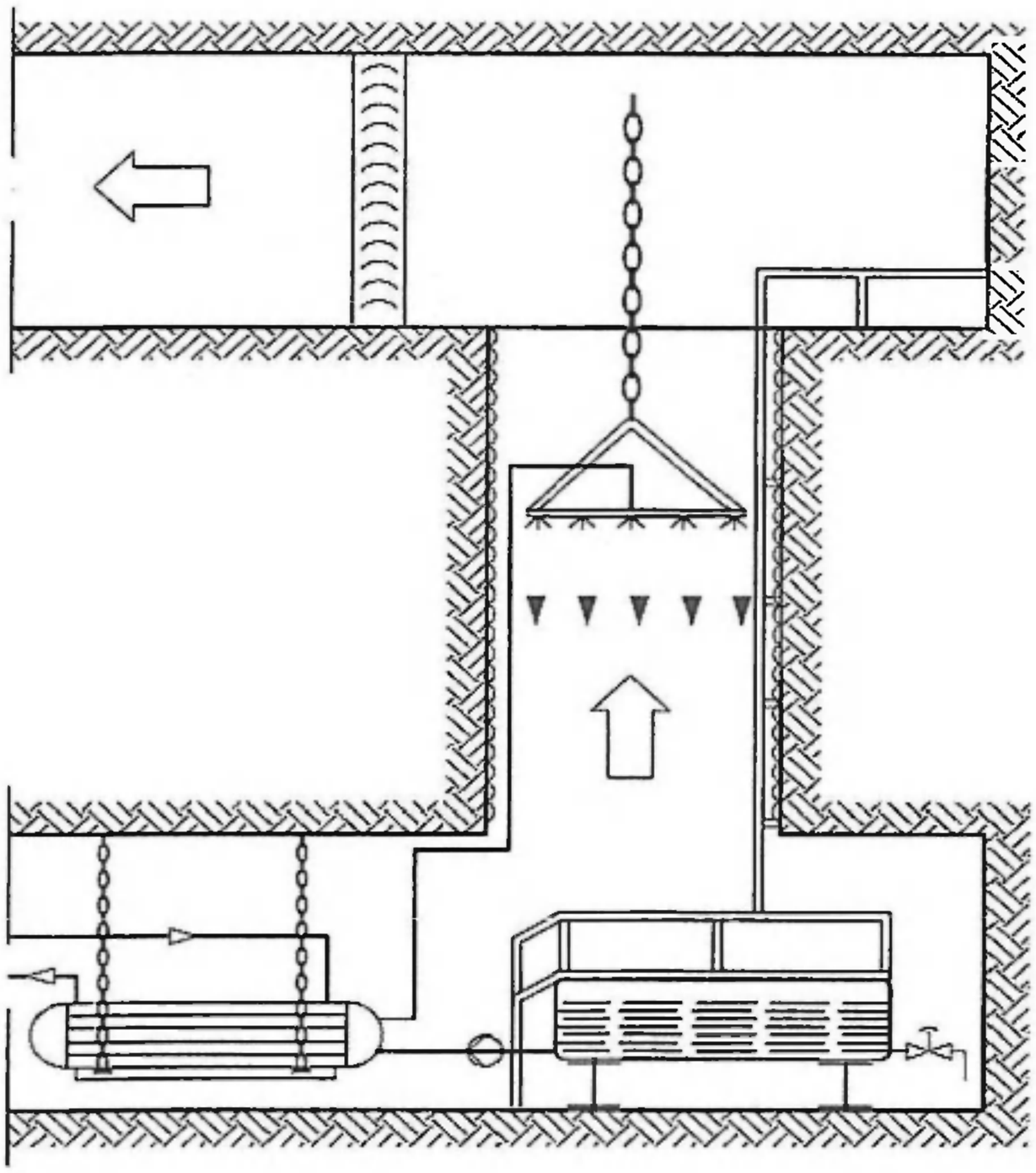
Komora zraszania była wykonana w 15-metrowym odcinku wyrobiska korytarzowego z przejściem dla załogi, o wolnym przekroju przepływu powietrza wynoszącym 8 m^2. Odcinek efektywnego rozpylania wody o dwóch stopniach zraszania, miał 12 m oraz odcinek tzw. odkraplacza do wytrącania wody z przepływającego powietrza miał około 3 m. Wodę chłodzącą z dwóch urządzeń chłodniczych typu GUC-250p doprowadzano do I stopnia zraszania i odkraplacz, następnie ze zbiornika wody I stopnia podawana była pompą na dysze II stopnia i dalej ze zbiornika wody II stopnia transportowana była pompą do układu skraplacz-parownik urządzenia chłodniczego. Komora zraszania I stopnia składała się z trzech rzędów dysz zraszających usytuowanych przeciwprądowo, natomiast komora zraszania II stopnia miała pierwszy rząd dysz współprądowych oraz dwa przeciwprądowe. W komorze tej uzyskiwano duże zdolności chłodnicze dochodzące do 360 kW. Ponadto zdołano uzyskać duży efekt osuszenia powietrza kopalnianego. Prosta konstrukcja i niskie koszty wykonania oraz eksploatacji chłodnic powietrza z rozpylaniem wody zimnej stanowi alternatywę dla klasycznych chłodnic powierzchniowych.

System klimatyzacji oddziałowej z wykorzystaniem komór zraszania polega na zastosowaniu urządzenia chłodniczego o znacznej mocy chłodniczej 1-2 MW zlokalizowanego w pobliżu oddziału górniczego. Woda schłodzona w urządzeniu chłodniczym doprowadzana rurociągami do komory zraszania - chłodnicy powietrza. Powietrze dolotowe do oddziału przepływające przez taką komorę jest schładzane i jednocześnie osuszane. Woda ciepła z chłodzenia skraplacza odprowadzana jest rurociągami do chłodnicy wyparnej, w obiegu wody otwartym (komora zraszania) lub zamkniętym (chłodnice powierzchniowe), zlokalizowanymi w wylotowym prądzie powietrza z oddziału.

Na rys. 2.8 i 2.9 przedstawiono system klimatyzacji centralnej o mocy 6,75 MW z komorami zraszania oraz komorą zraszania w szybiku o mocy 800 kW w kopalni Preussag-Ibbenburen zlokalizowanej przy szybie Nordschacht.



Rys.2.8. Schemat klimatyzacji centralnej o mocy 6,75 MW z komorami zraszania
Rys.2.8. Scheme of central mine-air-cooling system with spray chambers of cooling power 6,75 MW



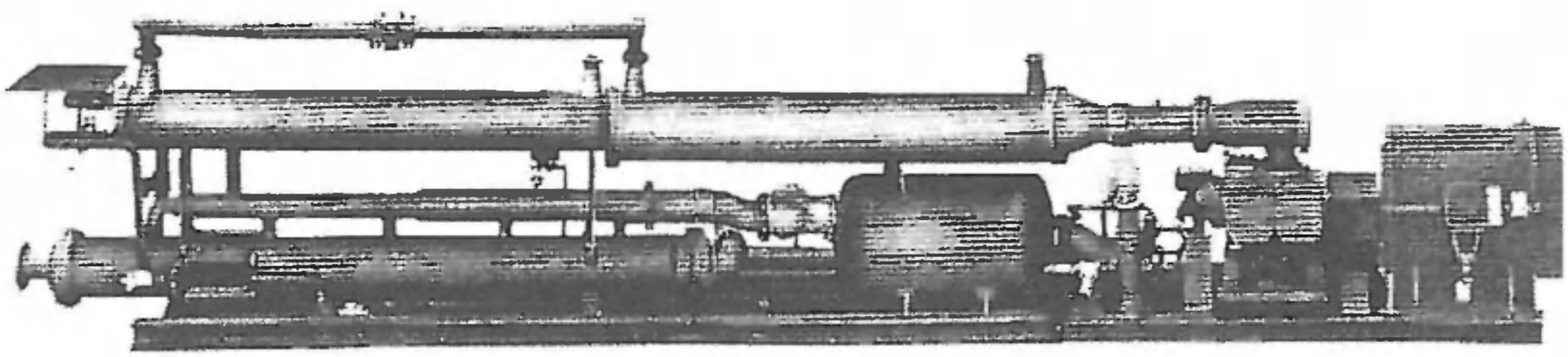
Rys.2.9. Komora zraszania w szybiku o mocy 800 kW
Rys.2.9. Spray chamber in pit-hole of power 800 kW

3. Klimatyzacja oddziałowa zdecentralizowana

W kopalniach podziemnych o dużym zagrożeniu temperaturowym, gdy zapotrzebowanie na moc chłodniczą przekracza 2 MW stosuje się zdecentralizowaną klimatyzację oddziałową. Dla wytworzenia takiej mocy chłodniczej stosuje się stacjonarne agregaty o mocy 0,5 do 3 MW chłodzące wodę przesłaną rurociągami do chłodnic powierzchniowych powietrza lub komór zraszania. Zastosowanie takiego rozwiązania w kopalniach o dużym zapotrzebowaniu mocy chłodniczej obniża w znaczny sposób koszt wytworzenia 1 kW mocy chłodniczej.

3.1. Urządzenia chłodnicze o mocy 1-3 MW

Do wytworzenia mocy chłodniczej od 1 do 3 MW zastosować można stacjonarne agregaty chłodzące wodę produkcji niemieckiej firmy GFW (rys.3.1) lub agregaty niemieckiej firmy Herco. W tablicach 3.1, 3.2. i 3.3. przedstawiono podstawowe parametry techniczne agregatów chłodzących wodę, chłodnic powierzchniowych powietrza i chłodnic wyparnych wody.



Rys.3.1. Agregat chłodzący wodę typu KM-3000
Rys.3.1. Water chiller KM-3000

Tablica 3.1. Dane techniczne agregatów chłodzących wodę KM
Table 3.1. Technical parameters of water chillers KM

	Wyszczególnienie	KM 1000	KM 2000	KM 3000
1	PAROWNIK			
	wydajność chłodnicza, kW	925	1 750	2 600
	temperatura wody na wejściu, °C	18,0	18,0	18,0
	temperatura wody na wyjściu, °C	3,0	3,0	3,0
	wydatek wody chłodzonej, kg/s	15,2	27,9	41,4
2	SKRAPLACZ			
	moc chłodnicza, kW	1 225	2 300	3 390
	temperatura wody na wejściu, ^{0}C	31,0	31,0	31,0
	temperatura wody na wyjściu, ^{0}C	40,0	40,0	41,0
	wydatek wody chłodzącej, kg/s	32,5	61,1	80,6
3	SPRĘZARKA			
	producent	APV Baker L.	APV Baker L.	APV Baker L.
	typ	HS 2028	HS 2035	HS 2231
	liczba obrotów, min $^{-1}$	2 980	2 980	2 980
	moc napędowa, kW	275	500	790

Chłodnice powierzchniowe powietrza o mocy chłodniczej 250-700 kW usytuowane są najczęściej w wyrobiskach korytarzowych - parametry chłodnic powietrza przedstawia tab. 3.2.

Wyparne chłodnice wody (tab. 3.3) odbierają ciepło z wody chłodzącej skraplacz agregatu chłodniczego lokalizowane są w wylotowym prądzie powietrza z oddziału.

Tablica 3.2. Dane techniczne chłodnic powietrza SPK i GK
Table 3.2. Technical parameters of air-coolers SPK i GK

	Wyszczególnienie	SPK 100	GK 350	GK 700
1	CHŁODNICE POWIETRZA			
	wydajność chłodnicza, kW	250	350	700
	wydatek wody, kg/s	4,2	8,3	11,3
	temperatura wody na wejściu, ^{0}C	5,0	5,0	5,0
	temperatura wody na wyjściu, ^{0}C	19,5	17,3	19,8
	wydatek powietrza m^3/s	7,5	13,3	18,0
	temperatura powietrza na wejściu, ^{0}C	32,0	32,0	32,0
	temperatura powietrza na wyjściu, ^{0}C	21,3	23,4	20,7
	wilgotność bezwzględna na wejściu, g/kg	19,0	19,0	19,0
	wilgotność bezwzględna na wyjściu, g/kg	13,1	14,2	12,7
2	WENTYLATOR	ES6 - 150	ES7 - 240	ES9 - 500
	moc napędowa, kW	15	24	50

Tablica 3.3. Dane techniczne wyparnych chłodnic wody
Table 3.3. Technical parameters of evaporative water coolers

	Wyszczególnienie	Typ		
1	CHŁODNICA WYPARNA WODY	RK 250	RK 450	SPRK 132
	wydajność chłodnicza, kW	250	450	890
	strumień objętości powietrza, m3/s	6,0	9,7	16,7
	wilgotność względna na wlocie, %	70	70	70
	ciśnienie powietrza, MPa	0,1125	0,1125	0,1125
	temperatura powietrza na wlocie, ^{0}C	26,0	26,0	26,0
	temperatura powietrza na wylocie, ^{0}C	29,1	29,5	30,5
	strumień masy wody, kg/s	5,0	9,7	18,1
	temperatura wody na wlocie, ^{v}C	41,0	41,0	41,0
	temperatura wody na wylocie, ^{0}C	28,8	30,0	29,3
	strumień masy odparowanej wody, kg/s	0,08	0,14	0,28
2	WENTYLATOR	ES6 - 150	ES7 – 240	ES9 - 500
	moc napędowa, kW	15	24	50

3.2. Klimatyzacja oddziałowa z komorami zraszania

Proponowany system klimatyzacji oddziałowej z komorami zraszania polega na:

1. zastosowaniu urządzenia chłodniczego o mocy chłodniczej około 2 MW zlokalizowanego w pobliżu oddziału górniczego w prądzie wylotowym powietrza,
2. schładzaniu wody w urządzeniu chłodniczym, która będzie doprowadzana rurociągami do komory zraszania - chłodnicy powietrza, w której to powietrze dolotowe do oddziału będzie schładzane i jednocześnie osuszane,

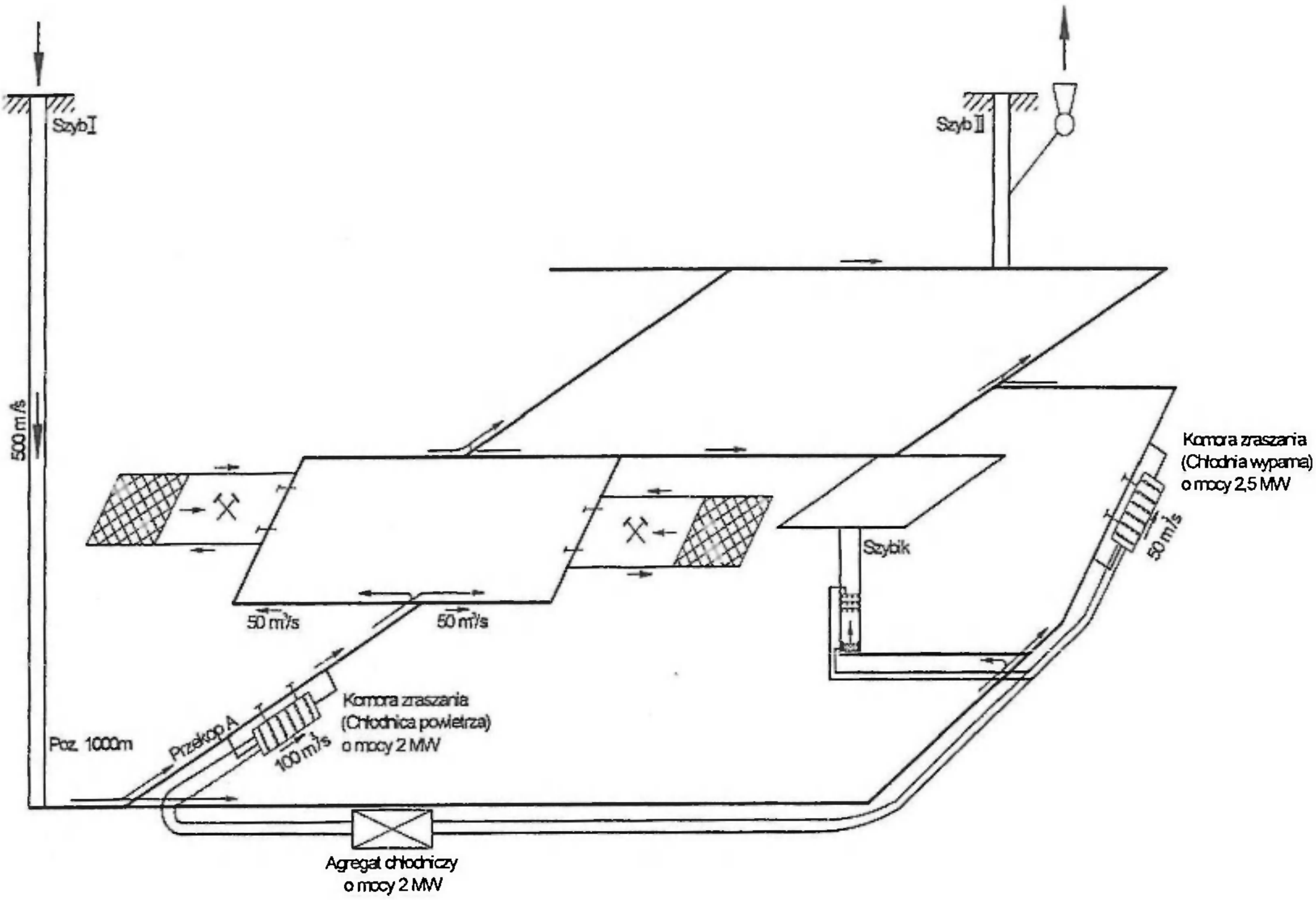
3. doprowadzaniu rurociągami wody ciepłej z chłodzenia skraplacza do chłodnicy wyparnej, w obiegu wody otwartym z komorą zraszania zlokalizowaną w wylotowym prądzie powietrza z oddziału.

Na rys. 3.2. przedstawiono przykładowy system klimatyzacji oddziałowej z komorami zraszania w kopalni gdzie na poziomie 1000 m temperatura pierwotna wynosi 43 °C. Powietrze szybem I jest sprowadzane na poz. 1000m – wydatek strumienia powietrza wynosi 500 m3/s, w przekopie A o długości 2000m i przekroju 14 m2 wydatek strumienia powietrza wynosi 100 m3/s i dalej jest doprowadzany do 2 rejonów eksploatacyjnych po 50 m3/s. Dla przedmiotowej partii została zaprojektowana klimatyzacja oddziałowa z komorą zraszania (chłodnicą powietrza o mocy około 2 MW) i alternatywnym rozwiązaniem zrzutu ciepła z chłodzenia skraplacza – z wyparną komorą zraszania w wyrobisku korytarzowym lub szybiku o mocy około 2,5 MW. W tablicy 3.4. przedstawiono obliczone parametry techniczne projektowanych komór zraszania, tj. chłodnicy powietrza i chłodnicy wyparnej wody.

Tablica 3.4. Parametry techniczne projektowanych komór zraszania
Table 3.4. Technical parameters of designet spray chambers

Lp.	Wyszczególnienie	Komora zraszania chłodnica powietrza	Komora zraszania chłodnica wyparna wody
1	Wydajność chłodnicza, kW	2000	2500
2	Wydatek wody chłodzącej, kg/s	27,9	61,1
3	Temperatura wody na wejściu, ^{0}C	4,0	31,0
4	Temperatura wody na wyjściu, ^{v}C	19,0	40,0
5	Strumień powietrza m^3/s	95	50
6	Temperatura powietrza na wejściu, ^{0}C	26,0	27,0
7	Temperatura powietrza na wyjściu, ^{v}C	19,0	34,0
8	Wilgotność bezwzględna na wejściu, g/kg	18,3	20,5
9	Wilgotność względna na wejściu, %	84,8	89,5
10	Wilgotność bezwzględna na wyjściu, g/kg	14,0	34,9
11	Wilgotność względna na wyjściu, %	100,0	100,0
12	Ochłodzenie(ogrzanie) powietrza, ^{v}C	7,0	7,0
13	Ilość wykroplonej (odparowanej)wody, kg/h	-1.686	+ 2.981
14	Przekrój poprzeczny komory, m^2	16,0	16,0
15	Długość komory, m	2x 15,0	20,0
16	Prędkość przepływu powietrza, m/s	3,0	3,0

Obliczenia cieplne komór zraszania wykonano dla wyznaczenia końcowych parametrów powietrza, temperatur wody chłodzącej początkowej i końcowej oraz ilości wody przy zadanych parametrach powietrza przed komorą dla odprowadzenia ciepła i wilgoci, tj. ochłodzenia i osuszenia strumienia powietrza.



Rys. 3.2. Schemat klimatyzacji oddziałowej z komorami zraszania
Rys. 3.2. Scheme of mining district air-cooling with spray chambers

4. Nakłady i koszty eksploatacji instalacji klimatyzacji o mocy 2 MW

Dla zobrazowania różnic w kosztach z zastosowaniem do chłodzenia powietrza komór zraszania lub chłodnic powierzchniowych wykonano orientacyjne obliczenia nakładów i kosztów eksploatacji. W tablicy 4.1. przedstawiono koszty zakupu i uruchomienia wariantowego rozwiązania chłodzenia powietrza dla klimatyzacji o mocy 2 MW z zastosowaniem chłodnic powierzchniowych i komór zraszania.

Wykonanie komór zraszania; chłodnicy powietrza o mocy 2 MW i chłodnicy wyparnej o mocy 2,5 MW przyjęto szacunkowo wg doświadczeń niemieckich. Nie uwzględniono również, że komorę zraszania można zlokalizować w istniejącym wyrobisku obniżając znaczne koszty całej instalacji chłodzenia. W zakres budowy komory zraszania wchodzi wykonanie obudowy torkretowej komory, zbiorników wody-wanien, instalacji zraszania, układu pompowo-filtracyjnego oraz odkraplaczy wody.

Tablica 4.1. Nakłady na zakup i uruchomienie chłodnic powietrza i chłodnic wyparnych dla instalacji klimatyzacji o mocy 2000 kW
Tablica 4.1. Expenditure on purchase and operating air coolers and evaporative air coolers in air-cooling system of power 2000 kW

Lp.	Wyszczególnienie	Ilość	Cena jednost-kowa	Nakłady inwestycyjne		
				materiały i urządzenia	roboty bud.-montażowe	ogółem
		szt./mb.	[zł]	[zł]	[zł]	[zł]
A	Chłodzenie chłodnicami powietrza i chłodnicami wyparnymi powierzchniowymi					
1	Chłodnice powierzchniowe powietrza o mocy po 250 kW	8	50 000	400 000	40 000	440 000
2	Wentylatory lutniowe	8	35 000	280 000	28 000	308 000
3	Tłumiki do wentylatorów lutniowych	16	5 500	88 000	8 800	96 800
4	Instalacja zasilania i sterowania elektrycznego	8	50 000	400 000	40 000	440 000
5	Chłodnice wyparne powietrza o mocy po 450 kW	6	70 000	420 000	42 000	462 000
6	Wentylatory lutniowe	6	35 000	210 000	21 000	231 000
7	Tłumiki do wentylatorów lutniowych	12	5 500	66 000	6 600	72 600
8	Pompy OS-80 wody zraszającej	6	8 200	49 200	4 920	54 120
9	Instalacja zasilania i sterowania elektrycznego	6	50 000	300 000	30 000	330 000
	Nakłady ogółem			2 213 200	221 320	2 434 520
B	Chłodzenie w komorach zraszania					
1	Wykonanie wyrobiska o przekroju 16 m^2 - komora zraszania-chłodnica powietrza o mocy 2 MW	100	5 000	500 000	50 000	550 000
2	Wykonanie komory zraszania-chłodnicy powietrza o mocy 2 MW	1	250 000	250 000	25 000	275 000
3	Wykonanie wyrobiska o przekroju 16 m^2 - komora zraszania- chłodnia wyparna wody o mocy 2,5 MW	75	5 000	375 000	37 500	412 500
4	Wykonanie komory zraszania-chłodni wyparnej wody o mocy 2,5 MW	1	200 000	200 000	20 000	220 000
	Nakłady ogółem			1 325 000	132 500	1 457 500

W powyższej tablicy pominięto koszty zakupu i uruchomienia agregatu o mocy 2 MW oraz instalacji rurociagów izolowanych wody zimnej i ciepłej, które dla rozpatrywanych rozwiązań będą jednakowe i wyniosą dodatkowo około 3,5 mln zł. Całkowity koszt instalacji klimatyzacji o mocy 2 MW wyniesie w zależności od przyjętego rozwiązania 5,0 – 6,0 mln zł.

Na koszty eksploatacji chłodnic powietrza i chłodnic wyparnych instalacji klimatyzacji składają się koszty zużycia energii elektrycznej silników do pomp i wentylatorów lutniowych, koszty robocizny, a także części, serwisów i remontów. Obliczenia zużycia energii elektrycznej wykonano przy założeniu pracy 250 dni roku. W poniższej tabeli 4.2. przedstawiono orientacyjne koszty eksploatacji chłodnic powietrza i chłodnic wyparnych instalacji klimatyzacji o mocy 2000 kW.

Tablica 4.2. Koszty eksploatacji chłodnic powietrza i chłodnic wyparnych instalacji klimatyzacji o mocy2000 kW

Tablica 4.2. Operating costs of air coolers and evaporative air coolers in air-cooling plant of power 2000 kW

Lp.	Wyszczególnienie	Chłodnice powierzchniowe			Komory zraszania		
		szt.	[zł/rok]	[zł/rok]	szt.	[zł/rok]	[zł/rok]
1	Amortyzacja			304 315			182 188
2	Energia elektryczna						
	- wentylatory lutniowe	14	44 400	621 600			
	- pompy wody zraszającej	6	12 350	74 100	4	44 000	176 000
3	Materiały			121 726			72 875
4	Robocizna, serwisy			350 000			200 000
5	Remonty			121 726			72 875
	Razem			1 593 467			703 938

Koszty eksploatacji instalacji klimatyzacji o mocy 2 MW z zastosowaniem chłodnic powierzchniowych jest ponad dwukrotnie wyższy od zastosowania komór zraszania.

5. Wnioski

1. Rozwiązania z zastosowaniem do chłodzenia powietrza komór zraszania o dużej mocy chłodniczej są znane z szerokich zastosowań w kopalniach podziemnych, w szczególności w kopalniach niemieckich i afrykańskich (RPA, Bostwana).
2. W polskich kopalniach węgla kamiennego w latach 19801990 przeprowadzono pozytywne próby z zastosowaniem komór zraszania do chłodzenia znacznych ilości powietrza.
3. Komory zraszania dużej mocy są indywidualnie projektowane dla konkretnych warunków lokalizacyjnych i mogą być budowane w wyrobiskach korytarzowych, a także w szybach i szybikach.
4. Efektywność pracy komory zraszania zależy od ilości przepływającego powietrza i od parametrów wody zimnej z obiegu chłodniczego. W konsekwencji nie można uzyskać temperatury powietrza odpływającego z komory niższej od temperatury wody odpływającej.

5. W przypadku uruchomienia w kopalniach klimatyzacji oddziałowej ze stacjonarnymi agregatami chłodzącymi wodę mocach 0,5 do 3 MW proponuje się zastosować do chłodzenia powietrza komory zraszania.
6. System zdecentralizowanej klimatyzacji kopalni o mocy 2 MW z zastosowaniem komór zraszania pozwali uzyskać znaczne efekty ekonomiczne przy niższych nakładach inwestycyjnych i kosztach eksploatacji.

Literatura

[1] Barchański B., 1989: Klimatyzacja głębokich kopalń na przykładzie kopalni Preussag-Ibbenüren. ZN AGH Górnictwo. Kraków.

[2] Czapliński A., Henting H., 1997: *Urządzenia GFW do klimatyzacji kopalń.* „Wiadomości Górnicze" nr 7-8. Katowice.

[3] Gonswa M., 1994: *Doświadczenia Ruhrkohle AG w zakresie systemów klimatyzacyjnych kopalń.* Ruhrkohle AG. Herne.

[4] Henting H., 1994: *Rozwój klimatyzacji w niemieckim górnictwie węgla kamiennego.* Mulheim/Ruhr.

[5] Jones W.P., 2001: *Klimatyzacja.* Arkady. Warszawa.

[6] Kołodziejczyk L., Rubik M., 1976: *Technika chłodnicza w klimatyzacji.* Arkady. Warszawa.

[7] Czernicki M., Łuska P., Mandrela J., Nawrat S., Stobiński., 1988: *Doświadczenia z zastosowaniem dwustopniowej chłodnicy powietrza z komorami zraszania wodą zimną z obiegu urządzenia chłodniczego GUC-250p.* „Wiadomości Górnicze" nr 9. Katowice.

[8] Holesz K., Jaworski J., Kluger A., Łuska P., Nawrat S., Stobiński., 1989: *Górnicza chłodnica powietrza z rozpylaniem wody zimnej w wyrobisku korytarzowym kopalni Morcinek.* „Wiadomości Górnicze" nr 6. Katowice.

[9] Wacławik J., 1992: Centralne systemy klimatyzacji w górnictwie węglowym Republiki Federalnej Niemiec, Biuro Studiów i Projektów Górniczych – Informator Komisji ds. Przewietrzania Kopalń nr 12 i 13. Katowice.

[10] Wacławik J., Cygankiewicz J., Knechtel J., 1995: *Warunki klimatyczne w kopalniach głębokich. Poradnik nr 4.* Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków.

An air conditioning system with spraying chambers in underground mines

Abstract

In the recent years there has occurred a considerable deterioration in the thermal working conditions in the underground mining industry, especially in coal and copper mines. It has resulted mainly from deeper exploitation, increased power of working machines and installations and inadequate application of complex ventilation and cooling preventive measures. The mining industry uses coolers of various design. Most often they are membrane coolers. In order to obtain greater cooling capacities, combined coolers and spraying chambers are utilized, but the frequency of their application is not high because of insufficient knowledge of the topic among mining specialists. On the basis of their own practical experience, the authors propose the application of a flat air conditioning system including spraying chambers.

Recenzent: dr inż. Dariusz Obracaj

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 525-533

Krzysztof MATUSZEWSKI
Rudzka Spółka Węglowa S.A., Ruda Śl., tel. (0-32) 271-61-90 w. 530

Możliwości wzrostu koncentracji wydobycia i wydłużenia czasu pracy polskich kopalń węgla kamiennego ze szczególnym uwzględnieniem zagrożeń naturalnych

Słowa kluczowe

węgiel kamienny - koncentracja produkcji - zagrożenia naturalne

Streszczenie

Przypomniano trudną sytuację sektora górnictwa węgla kamiennego w Polsce. Przedstawiono bazę zasobową, żywotność oraz uwarunkowania geologiczne, prowadzenia skoncentrowanej eksploatacji w polskich kopalniach węgla kamiennego. Omówiono występujące w polskich kopalniach zagrożenia naturalne oraz wpływ wzrostu koncentracji wydobycia na występowanie tych zagrożeń. Przedstawiono argumenty przemawiające za i przeciw wzrostowi koncentracji wydobycia bądź wydłużenia czasu pracy w polskich kopalniach węgla kamiennego. Wskazano jakie kopalnie są preferowane do zwiększenia koncentracji produkcji i wydłużenia czasu pracy do 6-ciu dni.

1. Wprowadzenie

Sytuacja sektora górnictwa węgla kamiennego w Polsce w połowie 2002 r. jest w dalszym ciągu bardzo trudna. Ma na to wpływ ogromne zadłużenie oraz brak płynności finansowej mimo, że od 1998 r. wynik finansowy netto sektora poprawiał się z roku na rok. W 2001 r. po raz pierwszy od 1994 r. sektor osiągnął zysk netto w wysokości 176,7 mln. zł. Osiągnięcie za 2001 rok dodatniego wyniku finansowego netto było możliwe dzięki restrukturyzacji finansowej przedsiębiorstw górniczych (zgodnie z Ustawą z dnia 26 listopada 1998 r.), bez której sektor w dalszym ciągu generowałby stratę netto [11]. Utworzony w końcu 2001 roku koalicyjny rząd SLD-UP-PSL przygotował program reformy górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 2003-2006 [10]. Wcześniej planowano, że w latach 2003-2006 konieczne będzie zapewnienie w budżecie środków dla górnictwa w granicach 3 mld. zł [5]. W przygotowanym przez Ministerstwo Gospodarki programie nakłady z budżetu państwa przede wszystkim na:

- likwidację kopalń i usuwanie szkód górniczych;
- restrukturyzację zatrudnienia;
- tworzenie miejsc pracy

wyniosą 4,6453 mld. zł bądź 4,1739 mld. zł odpowiednio w scenariuszu przyśpieszonego i umiarkowanego zmniejszenia zatrudnienia [10]. Ze względu na bardzo trudną sytuację budżetu państwa w najbliższych latach należy spodziewać się, że suma ta będzie niższa.

W dyskusji nad przyszłością górnictwa węgla kamiennego w Polsce zabrał głos prof. dr hab. inż. Bernard Drzęźla wygłaszając w dniu 06.05.2002 r. na seminarium na Politechnice Śląskiej referat pt. „Dlaczego kopalnie powinny pracować siedem dni w tygodniu (sejsmologiczno-geomechaniczne, aerologiczne, ruchowe i ekonomiczne skutki postojów ścian) [4].

Jak wynika z programu Ministerstwa Gospodarki jednym z jego założeń jest wprowadzenie sześciodniowego tygodnia produkcji kopalń przy zachowaniu pięciodniowego tygodnia pracy załóg górniczych [10]. Program przewiduje również zmniejszenie w latach 2003÷2006 zdolności produkcyjnych o około 15 mln ton przy równoczesnym ich zwiększeniu o porównywalną wielkość w kopalniach posiadających najkorzystniejszą sytuację ekonomiczną i produkcyjną. Przewiduje się, że podjęte będą decyzje o likwidacji kopań zmniejszające zdolności produkcyjne o 8,0 mln ton w 2003 roku i o 7,0 mln ton w 2004 roku.

W niniejszym referacie omówiono:

- bazę zasobową, żywotność oraz uwarunkowania geologiczne prowadzenia skoncentrowanej eksploatacji w polskich kopalniach węgla kamiennego,
- zagrożenia naturalne występujące w polskich kopalniach węgla kamiennego,
- wpływ wzrostu koncentracji wydobycia na występowanie zagrożeń naturalnych w polskich kopalniach węgla kamiennego.

2. Baza zasobowa, żywotność oraz uwarunkowania geologiczne prowadzenia skoncentrowanej eksploatacji w polskich kopalniach węgla kamiennego

W latach 90. XX wieku w Polsce zaobserwować można było bardzo duży ubytek zasobów bilansowych, przemysłowych i operatywnych węgla kamiennego. Porównując stan zasobów na dzień 31.12.1990 r. i na dzień 31.12.1999 r. zaobserwować można spadek: [1]

- zasobów bilansowych z 26.563 mld ton do 18.131 mld ton,
- zasobów przemysłowych z 16.803 mld ton do 8.249 mld ton,
- zasobów operatywnych z 12.367 mld ton do 5.756 mld ton.

Jeżeli weźmiemy pod uwagę, że w okresie tym wydobyto 1.318 mld ton węgla widać jednoznacznie, że ubytek zasobów bilansowych, przemysłowych czy operatywnych był kilkakrotnie wyższy.

Zmniejszenie bazy zasobów bilansowych było wynikiem zmian jakie wprowadzono na początku lat 90. tych w ocenie zasobów większości kopalń. W latach 1991 i 1992 kopalnie opracowały „Program proefektywnościowej rekonstrukcji" w których poddano analizie zasoby bilansowe, szczególnie przemysłowe, oceniając prawidłowość ich zakwalifikowania pod kątem rzeczywistych możliwości technicznego i ekonomicznego wydobycia. Od roku 1993 w nowoopracowanych dokumentacjach geologicznych oraz w projektach zagospodarowania złóż eliminowano część zasobów przemysłowych w celu określenia realnej bazy zasobowej. Kopalnie w dążeniu do uzyskania dodatnich wyników finansowych, a w dalszej kolejności do ich poprawy, unikają zasobów przemysłowych o gorszych parametrach jakościowych zalegających w trudnych warunkach geologiczno-górniczych, co z kolei prowadzi do konieczności ich przekwalifikowania do zasobów nieprzemysłowych, a w dalszej kolejności do zasobów pozabilansowych grupy b, czy też do skreślenia z ewidencji zasobów [1].

Należy mieć na uwadze to, że bazę zasobową kopalń w najbliższych latach mogą poważnie uszczuplić:

- likwidowane kopalnie osiągające niekorzystne wyniki ekonomiczno-finansowe,

- realizowana i planowana budowa autostrad A-4 i A-1 (wystąpi konieczność stworzenia dla nich filarów ochronnych bądź eksploatacja złóż węglowych w ich zasięgu stanie się nieefektywna ekonomicznie),
- współwystępujące zagrożenia naturalne w szczególności tąpaniami, metanowe, pożarowe i klimatyczne, które w przypadku np. wystąpienia katastrofy górniczej mogą spowodować odstąpienie od eksploatacji niektórych partii złoża (dotyczy w szczególności kopalń Bielszowice, Halemba, Śląsk, Staszic, Wesoła).
- Żywotność polskich kopalń węgla kamiennego zależy przede wszystkim od:
- posiadanych zasobów operatywnych (przewidzianych do wydobycia),
- osiąganych wyników ekonomiczno-finansowych.

Przy założeniu, że w najbliższych latach kopalnie będą eksploatowały węgiel wyłącznie z poziomów aktualnie czynnych oraz będących w budowie w wyniku sczerpywania się zasobów do roku 2010 zamkniętych musiałoby zostać 5 kopalń, a do roku 2015 kolejnych 5 kopalń [1]. Oczywiście w niektórych kopalniach, w których zasoby na poziomach czynnych ulegną wyczerpaniu, eksploatacja kontynuowana będzie na poziomach niższych.

W najbliższych latach należy liczyć się z tym, że kilka kopalń zostanie zlikwidowanych ze względu na ich trwałą nierentowność. Ponadto należy spodziewać się łączenia mniejszych sąsiednich kopalń, w celu umożliwienia racjonalnego wybierania złoża oraz obniżenia kosztów produkcji.

Jak wynika z uzyskanych doświadczeń, dla prowadzenia skoncentrowanej eksploatacji powinny być spełnione następujące warunki [2]:

- grubość pokładu średnio 2,0 ÷ 4,0 m,
- kąt nachylenia pokładu maksymalnie 200,
- baza zasobowa pozwalająca odpowiednio na długi okres eksploatacji,
- tektonika umożliwiająca zaprojektowanie ścian o długości 250-300 m, o minimalnym wybiegu 1000 m,
- wydobycie ze ściany około 1 mln ton w ciągu roku,
- postęp ściany w zależności od grubości pokładu 6 ÷ 15 m/d,
- zagrożenie metanowe na poziomie nie wymagającym ograniczenia długości ścian lub ich postępu.

Z przeprowadzonej w pracy [2] analizy wynika, że baza zasobowa w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego rozpatrywana w kategoriach możliwości prowadzenia skoncentrowanego wydobycia nie jest bogata. Pomimo tych niekorzystnych uwarunkowań geologicznych, podejmować należy działania dla zwiększenia koncentracji produkcji, gdyż jest to podstawowa droga do obniżki kosztów produkcji.

3. Zagrożenia naturalne występujące w polskich kopalniach węgla kamiennego

Zagrożenia naturalne występujące w polskich kopalniach węgla kamiennego można podzielić na:

- geomechaniczne [tąpania, zawały],
- aerologiczne [metanowe, pyłowe, pożarowe, klimatyczne, radiacyjne],
- gazogeomechaniczne [wyrzuty gazów i skal],
- wodne.

Katastrofy górnicze mogą być spowodowane przez wszystkie wyżej wymienione zagrożenia z wyjątkiem [7]:

- zagrożenia pyłowego w zakresie działania pyłów szkodliwych dla zdrowia,
- zagrożenia radiacyjnego,
- zagrożenia klimatycznego.

Z zagrożeń geomechanicznych podstawowe znacznie ma zagrożenie tąpaniami, przez które rozumie się możliwość gwałtownego zniszczenia struktury skał wokół wyrobiska górniczego z równoczesnym dynamicznym ich przemieszczeniem do wyrobiska. Ze względu na niemożność precyzyjnego określenia czasu i miejsca tąpnięcia określa się strefy, w których wystąpienie tąpnięcia jest najbardziej prawdopodobne. Dlatego właśnie pierwszorzędnego znaczenia nabiera właściwa lokalizacja drążonych wyrobisk korytarzowych oraz ograniczenie do niezbędnego minimum ilości pracowników zatrudnionych w strefach szczególnego zagrożenia tąpaniami. W przypadku prowadzenia eksploatacji ścian to powinny one mieć większą niż dotychczas długość, a postęp ich powinien być ograniczony.

Z zagrożeń aerologicznych wymienić należy przede wszystkim zagrożenie wybuchem metanu, pyłu węglowego, gazów pożarowych, pożarowe i klimatyczne.

Zagrożenie wybuchem metanu występuje tak podczas drążenia wyrobisk korytarzowych jak również podczas eksploatacji. Najbardziej niebezpiecznymi miejscami, w których może dojść do wybuchu metanu są:

- skrzyżowania ścian z chodnikami wentylacyjnymi w silnie metanowych pokładach,
- wyrobiska korytarzowe drążone w górotworze silnie nasyconym metanem.

Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego w polskich kopalniach, spowodowane jest wytwarzaniem zbyt wielkiej ilości pyłu węglowego, co wiąże się przede wszystkim z:

- małym zakresem stosowania nawilżania wodą pokładów węgla,
- niedostateczną ilością stosowanych środków do pozbawienia jego lotności,
- nieodpowiednią jakością wód kopalnianych oraz niewystarczającym jej filtrowaniem przed zraszaniem,
- niedostatecznym ciśnieniem wody dostarczanej do kombajnów oraz stanem technicznym ścianowych maszyn urabiających wyposażonych w zraszanie wewnętrzne,
- niedostatecznym wyposażeniem kombajnów chodnikowych w skuteczne zraszanie (dotyczy to w szczególności kombajnów AM-50).

Z największym **zagrożeniem wybuchu gazów pożarowych** mamy do czynienia przy pożarach w pokładach silnie metanowych. Wzrost zagrożenia wybuchem gazów pożarowych występuje również przy utrudnionym odpływie gazów pożarowych spowodowanym zmniejszeniem się drożności wyrobisk odprowadzających powietrze z rejonu objętego pożarem.

Zagrożenie pożarowe w polskich kopalniach węgla kamiennego wiąże się przede wszystkim z możliwością powstania pożarów endogenicznych. Dzięki prowadzeniu robót górniczych zgodnie z profilaktyką pożarową, a w szczególności stosowania metod wczesnego wykrywania pożarów endogenicznych w tym wykorzystania czujników do ciągłego pomiaru tlenku węgla, wzrosło w znacznym stopniu bezpieczeństwo załóg górniczych. Do zmniejszenia zagrożenia pożarowego przyczynił się również zwiększony postęp ścian, izolacja wybranych zrobów za pomocą środków mineralnych i chemicznych oraz racjonalny sposób przewietrzania uwzględniający występujące zagrożenia naturalne.

Zagrożenie klimatyczne w polskich kopalniach węgla kamiennego wzrasta przede wszystkim ze względu na:

- większą z roku na rok głębokość na której prowadzone są roboty górnicze (temperatura pierwotna górotworu),

- wyższą koncentrację produkcji (ciepło wydzielane od pracujących maszyn i urządzeń).

W związku z powyższym coraz liczniejsze kopalnie oprócz stosowanych sposobów wentylacyjnych zmuszone są stosować urządzenia chłodnicze do poprawy warunków klimatycznych.

Zagrożenia gazogeomechaniczne (wyrzutami gazów i skał) występowały przede wszystkim w Zagłębiu Dolnośląskim. W Górnośląskim Zagłębiu Węglowym wystąpiły dotychczas trzy niewielkie wyrzuty metanu i skał w kopalniach „Brzeszcze", „Pniówek" i „Zofiówka".

Zagrożenia wodne występują głównie w kopalniach położonych we wschodniej części górnośląskiej niecki węglowej. Aktualnie coraz większego znaczenia nabiera problematyka zagrożenia wodnego w likwidowanych kopalniach oraz w kopalniach czynnych sąsiadujących z kopalniami likwidowanymi.

Przez **zagrożenia skojarzone** (współwystępujące) rozumie się zagrożenia naturalne, które występują jednocześnie i oddziaływują wzajemnie na siebie. Przykładowo w następstwie tąpnięcia bądź wysokoenergetycznego wstrząsu może dojść do [8]:

- samozapalenia węgla (pożaru szczelinowego),
- pożaru egzogenicznego,
- wybuchu metanu,
- wybuchu metanu i pyłu węglowego,
- powstania atmosfery niezdatnej do oddychania.

4. Wpływ wzrostu koncentracji wydobycia na występowanie zagrożeń naturalnych w polskich kopalniach węgla kamiennego

Przez koncentrację produkcji w górnictwie węgla kamiennego rozumie się ilość ton wydobycia węgla w jednostce czasu przypadającą na element kopalni uczestniczący w procesie produkcyjnym. W pracy [2] postawiono pytanie czy koncentracja wydobycia będzie powodować łagodzenie przejawów i obniżenie poziomu danego zagrożenia, czy też będzie je wzmacniać, czy też będzie obojętna w przypadku określonych zagrożeń. Autorzy monografii sformułowali następującą odpowiedź:

oddziaływanie pozytywne w przypadku zagrożenia pożarowego, klimatycznego, wodnego i radiacyjnego,

oddziaływanie negatywne w przypadku zagrożenia metanowego, tąpaniami, sejsmicznego i skojarzonego,

oddziaływanie pozytywne i negatywne w przypadku zagrożenia pyłowego.

Niektóre z wyżej wymienionych stwierdzeń wydają się wielce dyskusyjne. W pracy [9] określono następująco oddziaływanie koncentracji produkcji na poszczególne zagrożenia naturalne:

pozytywnie w przypadku zagrożenia wodnego i radiacyjnego,

negatywnie w przypadku zagrożenia metanowego, pyłowego, tąpaniami, sejsmicznego, klimatycznego i skojarzonego,

pozytywnie bądź negatywnie w przypadku zagrożenia pożarowego.

Poniżej krótko omówiono te zagrożenia naturalne (pożarowe, pyłowe, klimatyczne), na które zdaniem autora koncentracja wydobycia wpływa inaczej niż przedstawiono w pracy [2].

Koncentracja produkcji na zagrożenie pożarowe w zdecydowanej większości ścian wybieranych z zawałem stropu wpływa korzystnie. Jednak przy wybieraniu pokładów grubych podsadzką hydrauliczną warstwami od spągu pokładu wzrost koncentracji produkcji utrudnia

dokładne wypełnianie przestrzeni wybranej materiałem podsadzkowym, co spowodować może powstanie siatki szczelin w caliźnie węglowej nad przestrzenią wybieraną. W takiej sytuacji większe jest prawdopodobieństwo powstania szczelinowego pożaru endogenicznego, trudnego do wczesnego wykrycia jak również do ugaszenia.

Wydaje się, że koncentracja produkcji na zagrożenia pyłowe wpływa negatywnie tak w aspekcie możliwości wybuchu pyłu węglowego jak i czynników szkodliwych dla zdrowia. Wynika to z tego, że przy wzrastającej koncentracji wydobycia obserwuje się zwiększoną emisję pyłów przy posiadanym wyposażeniu ścian. W przyszłości po znacznym polepszeniu przede wszystkim zraszania wewnętrznego na kombajnach ścianowych należy spodziewać się, że koncentracja produkcji wpływać będzie pozytywnie na zagrożenie pyłowe. Wymagać to będzie całego kompleksu działań obejmującego:

- poprawę jakości wody w rurociągach pożarowych zasilających instalacje zraszające,
- wymianę rurociągów przeciwpożarowych,
- polepszenie filtrowania wody,
- zwiększenie ilości wody i jej ciśnienia przy podawaniu do kombajnów,
- wdrożenia nowych rozwiązań technicznych polepszających zraszanie.

Koncentracja produkcji na zagrożenia klimatyczne wydaje się wpływać negatywnie poprzez zwiększenie mocy maszyn i urządzeń zainstalowanych w ścianach i w wyrobiskach przyścianowych transportujących urobek. Ponadto należy pamiętać, że z roku na rok wzrasta średnia głębokość eksploatacji, a tym samym temperatura pierwotna skał, która zazwyczaj jest wyższa, na dużych głębokościach, od temperatury powietrza płynącego wyrobiskami górniczymi. O powyższym świadczy wzrastająca z roku na rok liczba wyrobisk z podwyższoną temperaturą powietrza (powyżej 28^0C), która przykładowo w 1991 roku wynosiła 159, a w 2001 roku wynosiła 218 [6].

Nadmienić należy, że w pracy [3] zwrócono uwagę na relację zagrożenia naturalnego – koncentracja produkcji – koszty, wskazując na różnokierunkowe działania profilaktyczne wymagające odpowiednich środków finansowych (specjalistyczne urządzenia, materiały, robocizna), które najczęściej wiążą się z przerwą w zasadniczych pracach produkcyjnych.

5. Argumenty przemawiające za i przeciw wzrostowi koncentracji wydobycia bądź wydłużeniem czasu pracy w polskich kopalniach węgla kamiennego

Wzrost koncentracji produkcji, a szczególnie wydłużenie czasu pracy, w polskich kopalniach węgla kamiennego jest zagadnieniem trudnym i kontrowersyjnym. Poniżej podjąłem próbę przedstawienia argumentów za i przeciw wzrostowi koncentracji produkcji i wydłużeniu czasu pracy w polskich kopalniach węgla kamiennego bez wydłużenia czasu pracy załóg górniczych (zachowanie 5-dniowego tygodnia pracy).

Argumentami przemawiającymi za wzrostem koncentracji produkcji bądź wydłużeniem czasu pracy kopalń węgla kamiennego są:

- konieczność obniżki kosztów produkcji dla zachowania konkurencyjności polskiego węgla kamiennego i zachowania miejsc pracy pracowników dołowych. Wydłużenie czasu pracy kopalń do 6 dni w tygodniu pozwoli optymalnie wykorzystać posiadany majątek trwały, a niedziele przeznaczyć na roboty pomocnicze (np. przekładki przenośnika) oraz prace remontowe i konserwacyjne,
- możliwość wyższych zarobków dla pracowników zatrudnionych w dni wolne od pracy oraz objętych motywacyjnym systemem pracy,

- zmniejszenie zagrożenia obwałami w ścianach, poprzez poprawę warunków stropowych, dzięki krótszym postojom ścian. Ponadto zmniejszeniu ulegnie wyciskanie spągu i zaciskanie obudowy w ścianach i chodnikach przyścianowych,
- zmniejszenie deformacji na powierzchni w szczególności przy szybkiej eksploatacji na małych głębokościach.

Argumentami przemawiającymi przeciwko wzrostowi koncentracji produkcji bądź wydłużeniu czasu pracy kopalń węgla kamiennego są:

- szybko malejące zasoby operatywne (przewidziane do wydobycia) węgla w polskich kopalniach, co znacząco skróci okres żywotności kopalń,
- wysoki stopień zużycia (zamortyzowania) stosowanych maszyn i urządzeń górniczych. Wydłużenie czasu pracy maszyn i urządzeń górniczych skróci czas na konserwacje i remonty oraz prace pomocnicze, co zwiększyć może ich awaryjność,
- brak pełnej obsady wysokokwalifikowanych pracowników dołowych przy zachowaniu zatrudnienia na obecnym poziomie pomniejszonym o pracowników kierowanych na emerytury. Wydłużenie czasu pracy kopalń do 6 dni w tygodniu spowoduje braki pracowników w obłożeniu robót w poszczególnych dniach w tygodniu,
- problem społeczny – konieczność pracy w soboty przy ruchomym dniu wolnym w tygodniu. W celu zapewnienia wysokiego wydobycia w ciągu sześciu dni w tygodniu istnieć będzie potrzeba pracy w niedziele (przekładki, konserwacje, remonty, profilaktyka, itp.),
- wysoki stan zagrożeń naturalnych w niektórych kopalniach w szczególności:
  - tąpaniami (sejsmiczne) – dotyczy niektórych ścian najbardziej zagrożonych, w których może braknąć czasu na roboty profilaktyczne czy aktywne zwalczanie tąpań (np. strzelanie torpedujące itp.),
  - metanowe – dotyczy ścian o bardzo wysokim wydzielaniu metanu, w których przerwa sobotnio-niedzielna umożliwia wysoką koncentrację wydobycia w ciągu pięciu dni w tygodniu,
  - klimatyczne – dotyczy szczególnie ścian na dużych głębokościach, o wysokiej koncentracji produkcji szczególnie w okresie letnim,
  - skojarzone – konieczność prowadzenia jednocześnie np. profilaktyki pożarowej (np. zmniejszenie ilości powietrza kierowanego do ścianw grubych pokładach), klimatycznej (np. potrzeba stosowania urządzeń chłodniczych) oraz tąpaniowej (np. aktywne zwalczanie zagrożenia tąpaniami – strzelania torpedujące).

6. Podsumowanie i wnioski końcowe

Sytuacja sektora górnictwa węgla kamiennego jest bardzo trudna, nie tylko ze względu na ogromne zadłużenie oraz brak płynności finansowej, lecz również ze względu na osłabienie tempa rozwoju gospodarczego tak w świecie jak i w kraju, co rzutuje na zmniejszenie zapotrzebowania na węgiel i ceny na rynkach światowych i w kraju. Aktualnie Ministerstwo Gospodarki przedstawiło program reformy górnictwa węgla kamiennego na lata 2003÷2006, w którym między innymi mówi się o wydobyciu węgla przez 6 dni w tygodniu oraz o likwidacji kopalń o zdolnościach produkcyjnych 15,0 mln ton [10]. Poniżej przedstawiono wnioski z rozważań dotyczących wzrostu koncentracji wydobycia i wydłużenia czasu pracy polskich kopalń węgla kamiennego ze szczególnym uwzględnieniem zagrożeń naturalnych.

1. Ze względu na bardzo trudną sytuację budżetu państwa jak i sektora górnictwa węgla kamiennego koniecznym jest przeprowadzenie restrukturyzacji finansowej przedsiębiorstw górniczych w oparciu o nową bądź znowelizowaną ustawę o dostosowaniu górnictwa węgla kamiennego do funkcjonowania w warunkach gospodarki rynkowej ... [11]. Dotacje budżetowe na realizację poszczególnych zadań w ramach realizowanej reformy powinny być w pierwszym rzędzie kierowane na restrukturyzację zatrudnienia (z lat poprzednich) i likwidację kopalń.
2. Baza zasobowa węgla kamiennego w Polsce w latach 90 - tych znacznie się skurczyła. Należy spodziewać się, że proces ten będzie dalej postępował ze względu na:
   - dalszą likwidację kopalń trwale nierentownych bądź o kończących się zasobach,
   - budowę autostrad A-4 i A-1,
   - współwystępujące w najwyższym stopniu zagrożenia naturalne.
3. Pomimo niekorzystnej bazy zasobowej w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego należy kontynuować działania dla zwiększenia koncentracji produkcji w celu obniżki kosztów produkcji i zapobieżenia upadkowi sektora górnictwa węgla kamiennego.
4. Wzrost koncentracji produkcji przeważnie wpływa negatywne na zagrożenia naturalne występujące w polskich kopalniach węgla kamiennego (metanowe, pyłowe, klimatyczne, tąpaniami), jakkolwiek w przypadku zagrożenia wodnego, radiacyjnego czy, w przeważającej liczbie ścian, pożarowego wpływ ten jest pozytywny.
5. Argumentami przemawiającymi za wzrostem koncentracji wydobycia bądź wydłużeniem czasu pracy w polskich kopalniach są:
   - konieczność obniżki kosztów produkcji poprzez lepsze wykorzystanie środków trwałych dla zachowania miejsc pracy i konkurencyjności polskiego węgla na rynkach krajowym jak i zagranicznych,
   - możliwość wyższych zarobków górników,
   - zmniejszenie zagrożenia obwałami w ścianach,
   - zmniejszenie deformacji na powierzchni,
   - zmniejszenie zagrożenia pożarami endogenicznymi w ścianach zawałowych.
6. Argumentami przemawiającymi przeciw wzrostowi koncentracji wydobycia bądź wydłużeniu czasu pracy w polskich kopalniach są:
   – szybko malejące zasoby operatywne,
   – wysoki stopień zamortyzowania stosowanych maszyn i urządzeń górniczych,
   – ilościowe i jakościowe braki kadrowe,
   – problem społeczny (praca w soboty i częściowo w niedziele),
   – wysoki stan zagrożeń naturalnych w niektórych kopalniach.
7. Wydaje się, że kopalnie o większych zasobach geologicznych oraz wyposażone w dobre maszyny i urządzenia górnicze preferowane są do zwiększania koncentracji produkcji i wydłużania czasu ich pracy do 6 dni w tygodniu.
8. Ze względu na sezonowość zapotrzebowania na węgiel energetyczny, wskazanym byłoby rozważyć prowadzenie eksploatacji w niektórych kopalniach przez 6 dni w tygodniu w IV i I kwartale roku.

Literatura

[1] Darski J., Kicki J, Sobczyk E. 2001: Raport o stanie gospodarki zasobami złóż węgla kamiennego. Studia, Rozprawy, Monografie, nr 85. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.

[2] Dubiński J. i inni 1999: Koncentracja wydobycia a zagrożenia górnicze. Główny Instytut Górnictwa, Katowice.

[3] Dubiński J. 2002: Problemy katastrofogennych zagrożeń naturalnych w polskim górnictwie węgla kamiennego. Forum bezpieczeństwa pracy w górnictwie węgla kamiennego. GIG Katowice, 11-23.

[4] Drzeźla B.: Dlaczego kopalnie powinny pracować siedem dni w tygodniu? (sejsmologiczno-geomechaniczne, ruchowe i ekonomiczne skutki postojów ścian). Referat wygłoszony na Politechnice Śląskiej w dniu 06.05.2002 r. /nieopublikowane/.

[5] Kawaler A. 2001: Górnictwo węgla kamiennego z punktu widzenia budżetu państwa. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Forum Polsko-Ukraińskie, PAN JGSMiE i AGH, 191-212.

[6] Konopko W.: Raport roczny (2001) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. GIG, Katowice 2002.

[7] Matuszewski K. 1997: Katastrofogenne zagrożenia naturalne występujące w polskich kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy, nr 4, 16-19.

[8] Matuszewski K. 1997: Współzależność zagrożeń naturalnych w kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy, nr 11, 36-41.

[9] Matuszewski K. 2001: Wpływ koncentracji wydobycia na zagrożenia naturalne w polskich kopalniach węgla kamiennego. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa Nr 2 (362), 28-32.

[10] Reforma Górnictwa Węgla Kamiennego w Polsce w latach 2003-2006. Ministerstwo Gospodarki, czerwiec 2002.

[11] Ustawa z dnia 26 listopada 1998 r. o dostosowaniu górnictwa węgla kamiennego do funkcjonowania w warunkach gospodarki rynkowej oraz szczególnych uprawnieniach i zadaniach gmin górniczych ... (z uwzględnieniem zmiany ustawy z dnia 15 grudnia 2000 roku) Dz. U. Nr 98, ust. 162, poz. 1112.

Possibility of increase of concentration of extration and extension of time of work of polish coal mines with special taking into account natural threats

Abstract

The difficult situation of coal sector in Poland was reminded. Base of resources and geological conditions carring on exploitation in polish coal mines was presented. Natural threats in polish coal mines and influence of increasing concentration of extration on this natural threats were discussed. Arguments for and against increase of concentration of extration or extension of time of work in polish coal mines were presented. It was pointed which coal mines are prefered to increase concentration of extration and extension of time of work to 6 days a week.

Recenzent: dr inż. Jerzy Kicki

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 535–545

Joanna MAZURKIEWICZ
Katedra Polityki Gospodarczej i Planowania Rozwoju, Akademia Ekonomiczna w Poznaniu

Analiza struktury efektywności i konkurencji sektora górniczego

Słowa kluczowe

sektor - koncentracja - konkurencja - efektywność

Streszczenie

Wobec dotychczasowych efektów ponad dekady „zmagań" z górnictwem węgla kamiennego, punktem wyjścia dla wdrażania kolejnych etapów reformy winna być diagnoza kondycji ekonomicznej branży. Celem artykułu jest przedstawienie sytuacji sektora wydobywczego przez pryzmat poszczególnych kopalń. Przeprowadzenie analizy efektywności jest jednym z najważniejszych kroków umożliwiających ocenę sytuacji ekonomicznej górnictwa. Pozwala ona na określenie siły ekonomicznej zarówno całej branży jak i poszczególnych przedsiębiorstw. Nie mniej istotna jest diagnoza wewnętrznego układu sił w analizowanej branży, wielkości posiadanych przez kopalnie zasobów surowca oraz koncentracji siły roboczej.

Artykuł jest próbą określenia stopnia koncentracji zatrudnienia, zasobów i produkcji węgla oraz ekonomicznej efektywności podmiotów funkcjonujących w sektorze. Stopień koncentracji został zbadany przy pomocy krzywej Lorenza, zaś analiza efektywności, przeprowadzona dla poszczególnych kopalń, umożliwiła zbudowanie mapy efektywności przedsiębiorstw wydobywczych funkcjonujących w ramach sektora górnictwa węgla kamiennego.

1. Wstęp

Problem oceny efektywności sektorów pojawia się w rzeczywistości gospodarczej zasadniczo w dwóch sytuacjach. Po pierwsze, ocena ta powinna być jednym z kryteriów wyboru kierunków polityki przemysłowej prowadzonej przez państwo oraz instrumentów wykorzystywanych w odniesieniu do danej branży. Po drugie, analiza efektywności jest niezbędnym narzędziem oceny skuteczności działań podejmowanych w ramach polityki przemysłowej. Analiza ta ma szczególne znaczenie dla sektorów poddających się procesom transformacji, a w szczególności dla tzw. trudnych, schyłkowych sektorów. W odniesieniu do tych branż należy przede wszystkim odpowiedzieć na pytanie czy i jak długo warto kontynuować działalność, w jakim tempie ograniczać potencjał produkcyjny, czy istnieje szansa na odrodzenie (być może tylko części) i znalezienie niszy dla sektora, czy można znaleźć nowy sposób funkcjonowania branży?

Górnictwo znalazło się na tym etapie, kiedy należy odpowiedzieć na powyższe pytania wyznaczyć dalszy kierunek zmian. To, że zarówno przedsiębiorstwa górnicze, jak i cały sektor wydobywczy podlegają presji na zmianę wynika nie tylko z przebiegu procesów

transformacyjnych gospodarki, ale też z silnego przywiązania górnictwa do sposobu funkcjonowania ukształtowanego w ramach systemu gospodarki centralnie zarządzanej. Dla wielu stanowi ona o naturze tego sektora, której nie może naruszyć jakakolwiek działalność reformatorska. W istocie, zmiany w górnictwie są trudnym wyzwaniem dla formułowania koncepcji i programów, a tym bardziej dla ich realizacji. Jeżeli jednak podejmowane działania mają być czymś innym niż doskonaleniem dotychczasowego porządku, należy spojrzeć na rzeczywistość w nowy sposób. Twórcy kolejnych etapów reformy mogą podążać utartym torem bez względu na dotychczasowe doświadczenia i konsekwencje wcześniej podjętych działań. Mogą jednak wybrać drogę rewolucyjną, burzącą utrwalony ład, sprzeciwiającą się status quo. To ostatnie rozwiązanie wymaga dużej dozy odwagi i motywacji, ale przede wszystkim rzetelnej diagnozy sytuacji górnictwa.

Przeprowadzenie analizy efektywności jest jednym z najważniejszych kroków umożliwiających ocenę kondycji sektora. Pozwala ona na określenie siły ekonomicznej zarówno całej branży jak i poszczególnych przedsiębiorstw. Nie mniej istotna jest diagnoza wewnętrznego układu sił i natężenia konkurencji w sektorze, charakteryzacja wielkości posiadanych przez kopalnie zasobów surowca, koncentracji siły roboczej. Określenie tych czynników umożliwia analiza stopnia koncentracji sektora.

Intencją autorki jest przedstawienie sytuacji sektora wydobywczego przez pryzmat przedsiębiorstw, dlatego analiza została przeprowadzona w odniesieniu do poszczególnych kopalń i zakładów górniczych. Podstawą tej metody badania jest przekonanie, że kondycja ekonomiczna sektora jest wypadkową stanu poszczególnych przedsiębiorstw działających w ramach badanego układu, a określenie poziomu efektywności na poziomie branży wymaga badania mikrostruktur. W górnictwie węgla kamiennego wewnętrzna redystrybucja środków dokonująca się w ramach spółek węglowych utrudnia wnioskowanie o poziomie efektywności i sprawności działania poszczególnych kopalń. Kluczowym założeniem przeprowadzonego badania jest więc całkowite pominięcie funkcjonowania podmiotów górniczych w ramach spółek węglowych.

2. Stopień koncentracji sektora

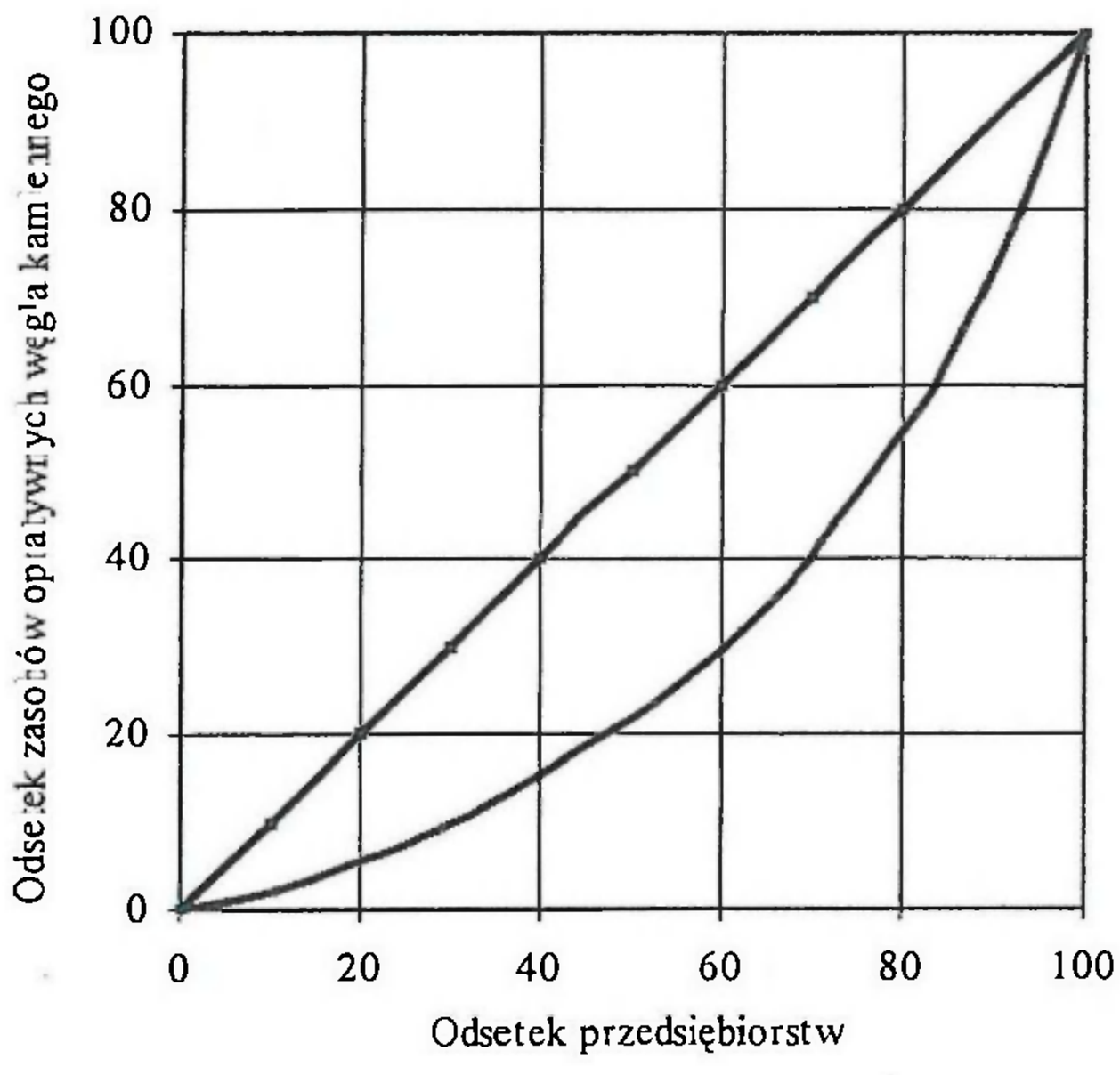
Koncentracja (*łac.* con - razem, centrum - środek) rozumiana jako proces kumulacji działań i środków w odniesieniu do jakiegoś wspólnego celu [Janasz 2000], jest jednym z determinantów natężenia konkurencji między podmiotami danej branży. Wysoki stopień koncentracji wpływa na kształtowanie się niekorzystnych warunków dla funkcjonowania przedsiębiorstw o mniejszej sile ekonomicznej, co oznacza dominującą pozycję liderów i ostrą walkę konkurencyjną. Duża liczba przedsiębiorstw o zrównoważonych i stosunkowo niewielkich udziałach rynkowych stwarza warunki zbliżone do wolnej konkurencji i daje podobne szanse prowadzenie walki konkurencyjnej wszystkim uczestnikom sektora. Z kolei nadmierne rozproszenie podmiotów oznacza nadmiar mocy produkcyjnych oraz niską rentowność sektora [Romanowska 1998].

Koncentracji sektora nie należy jednak utożsamiać jedynie z liczbą działających w nim przedsiębiorstw. Istotny jest tu przede wszystkim stopień dostępu poszczególnych podmiotów do zasobów siły roboczej i podstawowych środków produkcji. Na wszystkich tych płaszczyznach możliwe jest występowanie różnych rodzajów konkurencji, od sytuacji zbliżonej do konkurencji doskonałej, po struktury monopolowe. Wydaje się, że z tego punktu widzenia, szcze-

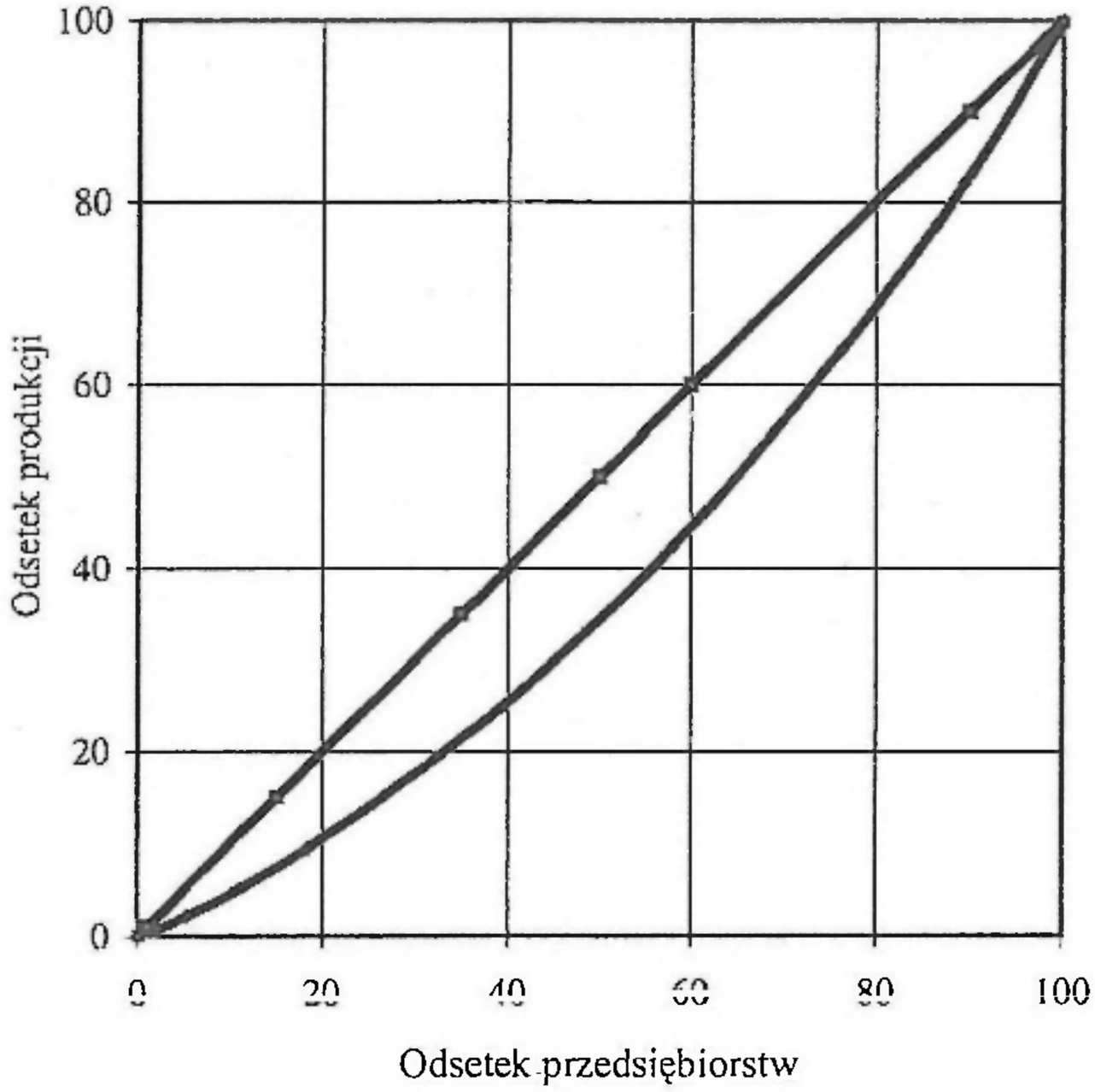
gólną rolę dla określenia struktury konkurencji sektora górnictwa węgla kamiennego odgrywa koncentracja zasobów surowca, wydobycia węgla i zatrudnienia.

Analiza koncentracji zasobów węgla została przeprowadzona w odniesieniu do zasobów operatywnych badanych przedsiębiorstw. Dane wykorzystane do analizy pochodzą z dokumentu „Strategia Prywatyzacji Sektora Górnictwa Węgla Kamiennego w Polsce", opracowanego przez Ministerstwo Gospodarki w kwietniu 2001 r.

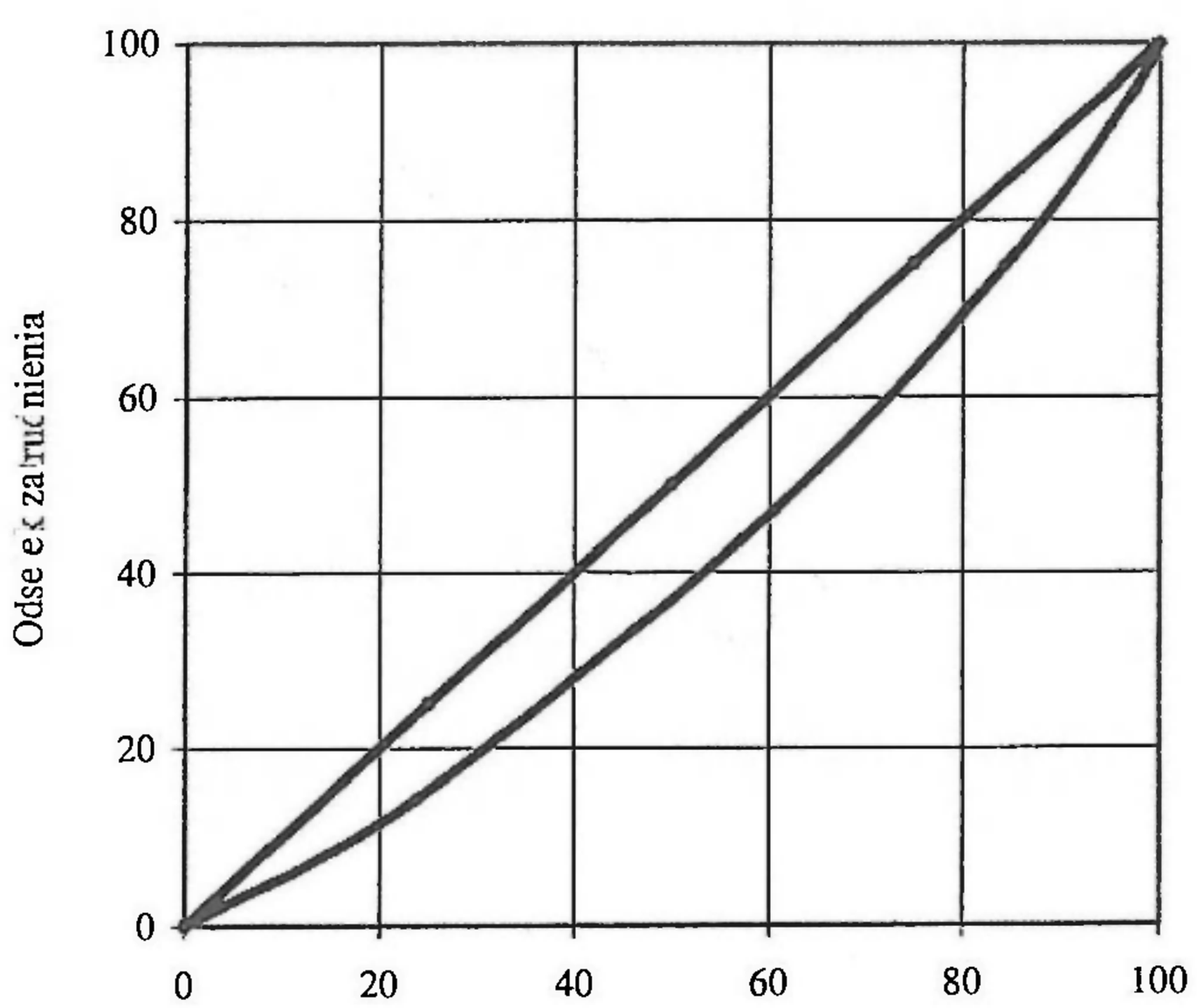
Przebieg krzywej koncentracji dla zasobów węgla, (zwanej również krzywą Lorenza [Kossak – Rokicka 1998]) przedstawia rys. 2.1. Wielkość odchylenia krzywej koncentracji od linii równomiernego podziału determinowany jest ścisłą zależnością lokalizacji i wielkości kopalń od czynników naturalnych i warunków geologiczno – górniczych złoża. Współczynnik koncentracji Giffina wynosi tu 0,41, co oznacza, że wśród badanych przedsiębiorstw istnieje grupa przedsiębiorstw w średnim stopniu koncentrująca zasoby węgla kamiennego. Znamiennym jest fakt, że blisko 55% ogółu zasobów operatywnych znajduje się w jedynie 10 kopalniach: Bielszowice, Halemba, Janina, Knurów, Piast, Pniówek, Staszic, Wesoła, Szczygłowice, Ziemowit.



Rys. 2.1. Krzywa koncentracji zasobów węgla kamiennego
Fig. 2.1. Concentration curve for hard coal resources



Rys. 2.2. Krzywa koncentracji produkcji węgla kamiennego
Fig. 2.2. Concentration curve for hard coal production



Rys. 2.3. Krzywa koncentracji zatrudnienia
Fig. 2.3. Concentration curve for employment in hard coal sector

krzywa koncentracji linia równomiernego podziału

Koncentracja przemysłu zwykle utożsamiana jest z koncentracją produkcji, tzn. jej skupieniem w dużych podmiotach. Dla sektora górniczego, wobec sukcesywnego kurczenia się popytu na węgiel, istotna jest nie tyle koncentracja produkcji węgla, co możliwość zbytu surowca. Z tego względu badany poziom koncentracji dotyczy wielkości produkcji sprzedanej. Miernik ten może być traktowany również jako udział poszczególnych kopalń w rynku węgla. Przebieg krzywej Lorenza dla wielkości sprzedaży węgla kamiennego przedstawia rys.2.2. Niski współczynnik koncentracji, wynoszący tu 0,21 oznacza, że mimo koncentracji zasobów, w badanej grupie 38 podmiotów nie występowała koncentracja produkcji sprzedanej, co oznacza, że żadne z badanych przedsiębiorstw nie posiada dominującej pozycji na rynku.

W końcu 2000 r., wg danych PARGWK S.A. w przeliczeniu na pełne etaty, w badanych kopalniach zatrudnionych było blisko 111 tys. osób. Krzywą koncentracji zatrudnienia w zakładach górniczych przedstawia rysunek 3.2. Wartość współczynnika koncentracji dla zatrudnienia wynosi 0,17. Oznacza to, że w sektorze nie istnieje przedsiębiorstwo w znacznym stopniu koncentrujące zasoby pracy.

W warunkach optymalnie ukształtowanej struktury sektora stosunkowo wysoki poziom koncentracji zasobów węgla powinien korespondować z odpowiednio wysokim poziomem koncentracji zatrudnienia i produkcji. Z przeprowadzonej analizy wynika jednak, że poziom koncentracji zasobów znacznie przewyższa poziom koncentracji pozostałych badanych cech (produkcja sprzedana zakładów koncentrujące ponad połowę zasobów węgla stanowiła około 35% całości sprzedanego węgla; kopalnie te zatrudniają 36% ogółu pracowników sektora). Relacja ta wskazuje na zbyt rozdrobniona strukturę sektora. Należy również zwrócić uwagę, że w warunkach malejącego popytu na węgiel, funkcjonowanie wielu kopalń wpływa na obniżanie poziomu rentowności całego sektora. Zmniejszenie ogólnej liczby przedsiębiorstw górniczych umożliwiłoby stworzenie dla nich relatywnie większego rynku zbytu w warunkach pełnego zaspokojenia efektywnego popytu na węgiel. Kolejnym skutkiem koncentracji byłoby obniżenie kosztów własnych produkcji poprzez rozłożenie kosztów stałych na większą ilość wydobywanego surowca. Efektem finalnym redukcji liczby kopalń byłoby więc obniżenie kosztów całkowitych produkcji węgla. Sytuacja ta znalazłaby odzwierciedlenie w możliwościach swobodniejszego kształtowania ceny, podniesienia rentowności poszczególnych kopalń i pozycji konkurencyjnej polskiego węgla. Paradoksalnie, wzrost koncentracji produkcji umożliwiłby funkcjonowanie sektora przy wyższym poziomie efektywności i konkurencyjności produkcji.

3. Analiza efektywności sektora

Dotychczasowe opracowania dotyczące kondycji ekonomicznej górnictwa węgla kamiennego opierają się zwykle o wyniki osiągane przez spółki węglowe, milcząco pomijając problem efektywności poszczególnych kopalń funkcjonujących w ramach tego układu. Również kolejne programy reform zakładały prowadzenie działań sanacyjnych w odniesieniu do całych spółek. Nasuwa się tu pytanie, na ile podejmowane dotychczas wysiłki wpłynęły na poprawę sytuacji ekonomicznej poszczególnych kopalń. Wydaje się, że nie możliwe jest osiągnięcie efektywności na poziomie całej branży bez uzyskania efektywności na poziomie mikroekonomicznym. Pełne odzwierciedlenie struktury efektywności analizowanej branży skłania do przeprowadzenia badania na poziomie poszczególnych jednostek działających w sektorze. Jest to zadanie wymagające nie tylko zebrania odpowiednich danych, lecz również, ze względu na dynamiczne działania zmierzające do redukcji potencjału produkcyjnego,

dokonania wyboru grupy badanych przedsiębiorstw. W niniejszym opracowaniu za kryteria wyboru przyjęto:

1. funkcjonowanie danej kopalni w ramach istniejącej spółki węglowej,
2. brak wdrożonego w odniesieniu do danego podmiotu postępowania likwidacyjnego,
3. osiągnięcie dodatniego średniego wyniku na sprzedaży węgla w latach 2000 – 2002 jako podstawowy warunek ekonomicznej opłacalności wydobycia,
4. ponad 10 – letnia żywotność kopalni (przy uwzględnieniu całkowitych zasobów operatywnych) jako warunek możliwości dalszego rozwoju podmiotów.

Warunki te zostały spełnione przez 34 kopalnie. Ze względu na dostępność danych, analiza nie obejmuje kopalń: KWK „Budryk" S.A., Lubelski Węgiel „Bogdanka" S.A. i ZGE „Sobieski-Jaworzno III". Wszystkie dane służące do wyznaczenia wartości kryteriów dla poszczególnych kopalń zostały zaczerpnięte ze „Strategii Prywatyzacji Sektora Górnictwa Węgla Kamiennego w Polsce".

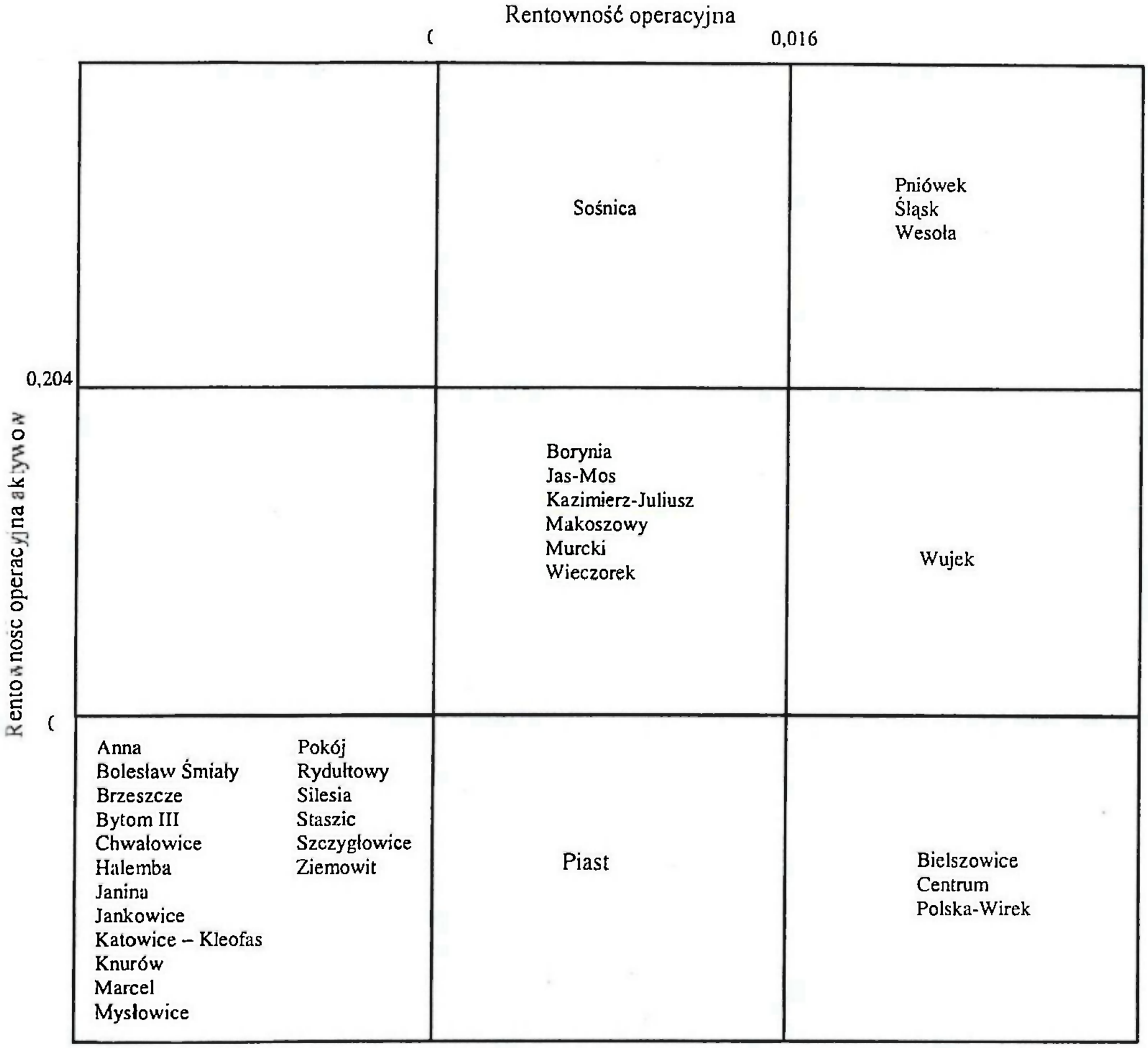
Ocena efektywności przedsiębiorstw najczęściej dokonywana jest przy zastosowaniu wskaźników rentowności, obliczanych w oparciu o podstawowe wielkości finansowe, takie jak: zysk (operacyjny, brutto, netto), przychody ze sprzedaży, wielkość majątku i kapitałów zaangażowanych w przedsiębiorstwo [por.: Bednarski i in. 1996, Sierpińska i Jachna 1997]. Mierniki te mogą być przeniesione na grunt analizy efektywności sektorów. Winny one wówczas uwzględniać rozmiary obrotów i wielkość zaangażowanego kapitału [Tomidajewicz 1996]. Czynnikami najsilniej kształtującymi kondycję ekonomiczną kopalń są: wielkość popytu na surowiec, koszty wydobycia, cena węgla, problemy związane z wysokim poziomem zadłużenia przedsiębiorstw.

W niniejszym opracowaniu, w celu odzwierciedlenia struktury efektywnościowej górnictwa, dla badanej grupy przedsiębiorstw wyznaczone zostały wskaźniki rentowności operacyjnej i rentowności operacyjnej aktywów. Za podstawę wyznaczenia poziomu współczynników przyjęto zysk operacyjny. Z punktu widzenia rachunkowości, jest to kategoria uwzględniająca wynik osiągany na sprzedaży węgla oraz pozostałe koszty i przychody związane z prowadzeniem podstawowej działalności kopalni. Zysk operacyjny nie obejmuje natomiast konsekwencji prowadzenia szeroko pojętej działalności gospodarczej, w tym osiągania jednorazowych przychodów (związanych np. ze sprzedażą części przedsiębiorstwa czy umorzeniem części zobowiązań) lub ponoszenia jednorazowych kosztów (w tym np. kosztów związanych ze skutkami zdarzeń losowych). Można więc przyjąć, że wynik na działalności operacyjnej jest miernikiem „czystej" efektywności przedsiębiorstwa.

Istotny wpływ na ogólną sytuację ekonomiczną sektora wydobywczego wywiera wysoki poziom zadłużenia kopalń. W ujęciu finansowym, w skali poszczególnych podmiotów, problem ten obrazuje wielkość aktywów netto przedsiębiorstwa, czyli różnica między wartością aktywów a całością zobowiązań firmy. Tak obliczona wartość jest obrazem tych składników majątku, w stosunku do których podmiot gospodarczy posiada pełne prawo własności. Można więc powiedzieć, że wartość aktywów netto jest miernikiem „czystego" majątku przedsiębiorstwa [Kołaczyk 1997].

Analiza efektywności sektora została przeprowadzona w dwóch etapach. W pierwszym etapie badania wyodrębniono przedsiębiorstwa rentowne i obliczono dla nich średnią wartość współczynników rentowności operacyjnej i aktywów netto. Dla tej grupy, średnia rentowność operacyjna w 2000 r. wynosiła 6,1 %, natomiast średnia rentowność operacyjna aktywów netto kształtowała się na poziomie 20,4 %. Tak wyznaczone wartości te stały się podstawą wykreślenia mapy efektywności, przedstawionej na rys. 3.1.

Rys. 3.1. Struktura efektywnościowa sektora górnictwa węgla kamiennego
Fig. 3.1. The Effectiveness Structure of Hard Coal Mining Industry



Analiza sektora wskazuje, iż 56% kopalni węgla kamiennego to zakłady, których podstawowa działalność jest nierentowna, a wielkość zadłużenia przekracza wartość aktywów posiadanych przez dany podmiot. Omawiana grupa kopalń jest całkowitym beneficjentem przepływu kapitału w obrębie spółek węglowych. Podmioty te finansują całą swoją działalność wykorzystując środki pochodzące z transferów państwowych i przepływów z pozostałych przedsiębiorstw wypracowujących nadwyżki finansowe, działających w obrębie odpowiednich spółek węglowych. Dodatkowo w odniesieniu do omawianej grupy kopalń przeprowadzono analizę sytuacji ekonomicznej z uwzględnieniem umorzeń zobowiązań proponowanych w programach naprawczych. Umorzeniu podlegają zobowiązania określone w ustawie z dnia 26 listopada 1998 r. o dostosowaniu górnictwa węgla kamiennego do funkcjonowania w warunkach gospodarki rynkowej oraz szczególnych uprawnieniach i zadaniach gmin górniczych. Dokonana korekta zobowiązań nie zmieniła jednak sytuacji żadnej z badanych

kopalń. Wyniki analizy omawianej grupy kopalń stawiają pod znakiem zapytania ekonomiczny sens dalszego funkcjonowania tych podmiotów.

Grupa podmiotów osiągających zyski na działalności podstawowej, przy poziomie zadłużenia przewyższającym wartość aktywów netto stanowi 12% badanych przedsiębiorstw. Średni wskaźnik zadłużenia wynosi tu 1,25 i oznacza, że wielkość zobowiązań przekracza o ¼ wartość aktywów podmiotów należących do tej grupy. Uwzględnienie proponowanego umorzenia sprawia, że współczynnik kształtuje się na poziomie 0,9875. Oznacza to, że większość zobowiązań kopalń dotyczy zadłużenia wobec dostawców, pracowników, kredytów oraz innych zobowiązań nie podlegających restrukturyzacji na mocy wyżej wymienionej ustawy.

Z przeprowadzonej analizy wynika również, że 47% kopalń prowadzi działalność rentowną na poziomie operacyjnym ponosząc jednocześnie straty finalne. Taki stan rzeczy skłania do dalszego badania, mającego na celu określenie czynników mogących wpłynąć na poprawę kondycji ekonomicznej poszczególnych podmiotów. Badanie to wymaga jednak szczegółowej analizy kopalń. Warto również zauważyć, iż przedsiębiorstwa znajdujące się w najsłabszej, pod względem przyjętych kryteriów grupie funkcjonują w każdej ze spółek węglowych. Sytuacja ta sprawia, że sprawniejsze ekonomicznie kopalnie, subsydiując słabsze podmioty, mają silnie ograniczoną zdolność do poprawy własnej efektywności i kształtowania potencjału konkurencyjnego. Ponadto, wewnętrzna redystrybucja wytwarzanego dochodu może uniemożliwić poprawę kondycji całej spółki.

Dla 32% badanych kopalń wielkości obu wskaźników przyjmują wartości dodatnie, przy czym 55% z nich osiąga niższy niż średni poziom badanych współczynników. Wyższą od średniej wartość wszystkich badanych kryteriów osiąga jedynie 9% przedsiębiorstw. Ta grupa kopalń jest „płatnikiem" w obecnym układzie strukturalnym i poprzez transfer uzyskanych nadwyżek, finansuje działalność nierentownych podmiotów funkcjonujących w ramach odpowiedniej spółki węglowej. Należy również dodać, że kopalnie rentowne na poziomie operacyjnym w ostatnich trzech latach zaspakajały około 33% popytu na węgiel. Oznacza to, że pokrycie globalnego popytu na węgiel w Polsce produkcją krajową wymaga sięgnięcia do zasobów kopalń mniej rentownych.

4. Zakończenie

Działania zmierzające do poprawy efektywności sektora wydobywczego prowadzone są w Polsce od początku transformacji. Głównym wyzwaniem stojącym przed reformą było umożliwienie realnego bilansowania potrzeb i zdolności produkcyjnych górnictwa, doprowadzenie do samodzielnego funkcjonowania i samofinansowania kopalń oraz wypracowanie systemu ekonomicznego zdolnego stymulować efektywność pracy. Dekada zmagań z reformą przyniosła wydatne zredukowanie potencjału produkcyjnego, które w praktyce nie gwarantuje jednak efektywności jego wykorzystania, a produkcja węgla przynosi straty już na poziomie podstawowej działalności ponad połowie przedsiębiorstw górniczych.

Wkroczenie w 1993 r. na drogę etatyzmu i utworzenie spółek węglowych miało umożliwić łagodne dostosowanie sposobu funkcjonowania kopalń i sektora do warunków gospodarki rynkowej poprzez możliwość realokacji wewnętrznej potencjału kapitałowego, dysponowanego w ramach jednej organizacji [Skowron 2000]. Utrwalenie sztywnych rozwiązań strukturalnych stworzyło jednak warunków gwarantujących podniesienie

efektywności sektora, a obserwowany w okresie ostatnich 12 lat wzrost wydajności pracy jest w znacznej części wynikiem rozbieżności tempa redukcji zatrudnienia i produkcji węgla. Występująca w obecnym układzie podmiotowym wewnętrzna redystrybucja wytwarzanego dochodu nie tylko ogranicza samodzielność kopalń i tym samym osłabia ich zdolność do swobodnego kształtowania własnego potencjału konkurencyjnego, lecz również uniemożliwia poprawę kondycji ekonomicznej wszystkich spółek w całości. Odtworzenie pośrednich struktur zarządzania spowodowało również odcięcie górnictwa od kapitału prywatnego [Macieja 2000], co wobec małych zdolności sektora do akumulacji kapitału, oznacza zwiększenie trudności w pozyskaniu środków inwestycyjnych.

Górnictwo wymaga gruntownej przebudowy w sferze organizacyjnej, przy czym najistotniejsza jest eliminacja tworzonych barier efektywnościowych. W obliczu rezultatów przeprowadzonego badania wydaje się, że w odniesieniu do górnictwa konieczne jest odejście od dotychczasowego sposobu organizacji, a przede wszystkim od łączenia kopalń o skrajnie różnym poziomie rentowności. Nie mniej istotna dla poprawy kondycji branży jest pełna swoboda podmiotów w zakresie podejmowania decyzji ekonomicznych i rynkowych. Spełnienie tych warunków umożliwi wprowadzenie mechanizmów konkurencji w sektorze wydobywczym, realną ocenę zapotrzebowania na kapitał, określenie optymalnej wielkości zatrudnienia i możliwości zbytu oraz stworzenie warunkow dla mikroekonomicznej efektywności sektora i szybkiego wykreowania stosunków kapitałowych w górnictwie.

Ostatnie miesiące przyniosły kolejną debatę nad programem reformy sektora górniczego, którego głównym celem pozostaje poprawa efektywności funkcjonowania branży. W odniesieniu do tego założenia, skupienie oddzielenie lepszych kopalń od pozostałych zakładów jest trafnym rozwiązaniem, choć pozostaje pytanie, czy z punktu widzenia skuteczności dalszego zarządzania, konieczne jest utrzymywanie struktur dwóch podmiotów nadrzędnych (zarówno Katowickiego Holdingu Węglowego jak i Jastrzębskiej Spółki Węglowej). Skoro bowiem postulowane rozwiązania organizacyjne mają być oparte na kryterium efektywności, utrzymywanie organizacji sektora według kryterium terytorialnego wydaje się być nieuzasadnione. Ponadto, należy rozpatrzyć możliwość zmiany sposobu funkcjonowania kopalń w ramach omawianych spółek. W szczególności należy zwrócić uwagę na możliwość przekształcenia kopalń w podmioty o oddzielnej osobowości prawnej, a co za tym idzie, posiadanie przez nie pełnych uprawnień do podejmowania czynności prawnych (dokonywania zakupów i sprzedaży produktów oraz podpisywania umów, czy podejmowania zobowiązań) i ponoszenie pełnej odpowiedzialności za realizację podejmowanych działań. Rozwiązanie to jest szczególnie istotne w dążeniu do nadania kopalniom statusu przedsiębiorstw, uniezależnienia ich od dotacji państwowych i zmiany charakteru rynku węgla.

Przeprowadzona analiza wykazała, że najbardziej rentowne podmioty nie zaspakajają całości popytu na węgiel, konieczne jest więc utrzymywanie zakładów o niższym poziomie rentowności i dążenie do poprawy ich sytuacji ekonomicznej. To zadanie, według założeń rządowych, ma spełnić Kompania Węglowa. Należy jednak podkreślić, że osiągnięcie postawionych celów wymaga podejmowania działań, które będą spotykać się z oporem środowisk górniczych, w tym likwidacji części istniejących kopalń. Dotychczasowe doświadczenia pokazują, że jedynie konsekwentna realizacja postawionych założeń może doprowadzić do poprawy sytuacji kopalń, które obecnie nie są w stanie funkcjonować jako samodzielne podmioty.

Perspektywa przystąpienia Polski do Unii Europejskiej w 2004 r. i liberalizacja rynku energii w 2005 r. postawi sektor górniczy przed koniecznością stawienia czoła zagranicznym producentom energii. Sytuacja ta wymiernie zwiększa presję na możliwie szybkie osiągnięcie po-

prawy pozycji konkurencyjnej branży i szukania skutecznych rozwiązań umożliwiających efektywne funkcjonowanie przedsiębiorstw górniczych. Jednym nich jest integrowanie potencjału górnictwa w międzysektorowe struktury kapitałowe lub organizacyjne. Daje ono szansę przełamania inercji strukturalnej, umożliwia relatywnie szybki dopływ znacznej ilości kapitału niezbędnego dla modernizacji i restrukturyzacji kopalń oraz zapewnia stabilny rynek zbytu dla węgla. Liberalizacja i prywatyzacja sektora górniczego jest jednak trudna, bo jako element sanacji trudnych sektorów wymaga poniesienia wysokich kosztów, z których utrata monopolistycznej pozycji państwa jest zdecydowanie najniższym.

Literatura

[1] Bednarski L. i in., Analiza ekonomiczna przedsiębiorstwa, Akademia Ekonomiczna we Wrocławiu, Wrocław1996, s. 57-91 i 118-129.

[2] Sierpińska M., Jachna T., Ocena przedsiębiorstwa według standardów światowych, PWN, Warszawa 1997, s. 103-111.

[3] Tomidajewicz J. J., Kryteria oceny efektywności i konkurencyjności przemysłu dla potrzeb polityki przemysłowej, Raporty, opracowania, referaty, Akademia Ekonomiczna w Poznaniu, Poznań 1996.

[4] Elementy strategii rozwoju przemysłu, red. Janasz W., Uniwersytet Szczeciński, Szczecin 2000, s. 144.

[5] Romanowska M., Strategie rozwoju konkurencji, Wyd. Centrum Informacji Menedżera, Warszawa 1998, s. 24.

[6] Kossak – Rokicka H., Mierniki statystyczne, PWE, Warszawa 1998, s. 58.

[7] Skowron S., Zarządzanie w górnictwie w perspektywie strategicznej, Politechnika Lubelska, Lublin 2000, s. 244.

[8] Macieja J., Prywatyzacja jako narzędzie restrukturyzacji i przywracania konkurencyjności polskiemu górnictwu węgla kamiennego, w: red. A.T. Szablewski, Konkurencja, regulacja i prywatyzacja sektora energetycznego, Dom Wydawniczy Elipsa, Warszawa 2000, s. 29.

[9] Strategia Prywatyzacji Górnictwa Węgla Kamiennego, Ministerstwo Gospodarki, Warszawa, kwiecień 2001.

[10] Kołaczyk Z., Rachunkowość finansowa, wyd. II, Akademia Ekonomiczna w Poznaniu, Poznań 1997, s. 391.

[11] Kiełczewski S., Współdziałanie strategiczne warunkiem uzyskania przewagi konkurencyjnej w krajach opóźnionych gospodarczo, w: Uwarunkowania konkurencyjności restrukturyzowanych przedsiębiorstw w Europie Środkowo – Wschodniej cz. I, red. Glinkowski Cz., Akademia Ekonomiczna w Poznaniu, Poznań 1999, s. 9.

[12] Ustawa z dnia 26 listopada 1998 r. o dostosowaniu górnictwa węgla kamiennego do funkcjonowania w warunkach gospodarki rynkowej oraz szczególnych uprawnieniach i zadaniach gmin górniczych, Dz. U. nr 162, poz. 1112 oraz z 2001 r. nr 5, poz. 41 i nr 154, poz. 1802.

The Effectiveness and Competitiveness Structure of Hard Coal Mining

Abstract

In the face of hard coal mining industry reform's results reached so far, there is one thought that should be considered before taking further activity. Those starting point should be

diagnosing the current sector standing. Effectiveness and competitiveness study is essential for setting the goals of improving economic power of both, sector and individual/single company. No less important is determining the internal relationships between mining enterprises.
The main purpose of the paper is to cover economic standing of hard coal mining. The paper focuses on: coalmines' economic condition, extend of resources concentration in coal sector, producers' effectiveness and abilities of riding prices. Research rely upon Lorenz' concentration curve for employment, coal production and coal resources. Analysis of financial indicators allowed the author to build the map of effectiveness structure for companies operating in hard coal mining industry.

Recenzent: prof dr hab. inz. Roman Magda

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 547–554

Andrzej MUNIAK, Michał RYDLEWSKI
Spółka Restrukturyzacji Kopalń S.A. Zakład „Centralny Zakład Odwadniania Kopalń",
41-253 Czeladź, ul. Kościuszki 9

Problematyka zagrożeń wodnych w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń

Słowa kluczowe

hydrogeologia - odwadnianie kopalń - zagrożenie wodne

Streszczenie

W artykule omówiono problematykę zagrożeń wodnych w działalności Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń w Czeladzi. Istnieje szereg połączeń hydraulicznych między sąsiadującymi ze sobą kopalniami głównie poprzez stare wyrobiska górnicze. Wykonane analizy i opracowania dotyczące tej problematyki wykazały, że w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym blisko 40 kopalń jest ze sobą połączonych pod względem hydrogeologicznym, tworząc system naczyń połączonych. W tej sytuacji w niektórych zlikwidowanych zakładach górniczych zachodzi konieczność ciągłego odwadniania wyrobisk górniczych i utrzymywania poziomu wody na bezpiecznej wysokości w celu niedopuszczenia do gwałtownego i nie-kontrolowanego wdarcia się wód do sąsiednich czynnych kopalń. Centralny Zakład Odwadniania Kopalń w Czeladzi utrzymuje stacjonarne i głębinowe systemy odwadniania w 13 rejonach – byłych kopalniach zabezpieczając następujące sąsiadujące z nim czynne kopalnie: KWK "Kazimierz-Juliusz", KWK "Staszic", ZG „Brzeziny", ZG „Piekary", ZG „Bytom III, KWK „Sośnica", ZGE „Sobieski-Jaworzno III", ZG „Bytom II", KWK „Szczygłowice", ZG „Centrum", KWK „Mysłowice".

1. Wstęp

Proces restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego, powoduje likwidację trwale nierentownych kopalń, co oprócz zagadnień społecznych stwarza również określone problemy techniczne związane z zabezpieczeniem czynnych kopalń przed zagrożeniem wodnym. W wyniku dokonanej w przeszłości eksploatacji górniczej istnieje szereg połączeń hydraulicznych między sąsiadującymi ze sobą kopalniami głównie poprzez stare wyrobiska górnicze stanowiąc drogi migracji wód.. Po zakończeniu eksploatacji w górotworze powstają dogodne warunki do gromadzenia się w wyrobiskach górniczych wód podziemnych, które tworzą zbiorniki o pojemności dochodzącej nierzadko do kilkunastu milionów m^3. Wykonane przez pracowników nauki oraz praktyków z zakresu geologii i górnictwa analizy i opracowania dotyczące tej problematyki wykazały, że w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym blisko 40 kopalń jest ze sobą połączonych pod względem hydrogeologicznym, tworząc system naczyń połączonych. W tej sytuacji w niektórych zlikwidowanych zakładach górniczych zachodzi konieczność ciągłego odwad-

niania wyrobisk górniczych i utrzymywania poziomu wody na bezpiecznej wysokości w celu niedopuszczenia do gwałtownego i niekontrolowanego wdarcia się wód o katastrofalnych skutkach do sąsiednich czynnych kopalń.

Względy bezpieczeństwa sprawiają zatem, że pomimo zlikwidowania niektórych kopalń nie jest możliwe zaprzestanie ich odwadniania i zachodzi konieczność ponoszenia kosztów związanych z utrzymaniem infrastruktury podziemnej i powierzchniowej związanej z odwadnianiem.

Istotą działalności Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń powołanego w ramach Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A. w Katowicach jest zabezpieczenie czynnych zakładów górniczych przed zagrożeniem wodnym od strony zlikwidowanych kopalń.

Ze zrobów zlikwidowanych kopalń CZOK pompuje ok. 84 mln m^3 wody rocznie. Obszar działania Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń obejmuje część województwa śląskiego o powierzchni ponad 500 km^2 na terenie miast : Katowice, Dąbrowa Górnicza, Sosnowiec, Będzin, Jaworzno, Bytom, Zabrze, Gliwice, Czeladź, Czerwionka-Leszczyny, Piekary Śląskie, Chorzów i Siemianowice Śląskie.

2. Zagrożenia wodne w procesie likwidacji kopalń zgrupowanych w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń

Aktualny model odwadniania zlikwidowanych kopalń wchodzących w skład CZOK był poprzedzony wykonaniem opracowań i ekspertyz na podstawie których wydzielono niezbędne rejony odwadniania CZOK w obrębie zlikwidowanych zakładów górniczych. Analiza wykazała, że kopalnie wchodzące w skład CZOK posiadają skomplikowaną przestrzenną strukturę połączeń hydraulicznych. Zaprzestanie w tych warunkach odwadniania i dopuszczenie do niekontrolowanych spiętrzeń wody w wyrobiskach doprowadziłoby do bezpośredniego zagrożenia dla kopalń istniejących, w których prowadzi się eksploatację.

Zagrożenie wodne dla czynnych zakładów górniczych związane jest z występowaniem różnego rodzaju połączeń hydraulicznych, które ogólnie dzielimy na bezpośrednie i pośrednie.
Połączenia bezpośrednie to:

- wyrobiska korytarzowe (przekopy, przecznice, chodniki, pochylnie, upadowe,
- zroby poeksploatacyjne,
- nie zlikwidowane otwory, szyby i szybiki.

Połączenia pośrednie to:

- przepuszczalne filary graniczne (cienkie pasy węgla),
- uskoki wodonośne i inne zaburzenia geologiczne,
- skały – warstwy przepuszczalne.

Połączenia bezpośrednie możemy uznać za potencjalne drogi przepływu natomiast pośrednie za możliwe drogi filtracji wód dołowych której wielkość zależy min. od budowy geologicznej, parametrów hydrogeologicznych skał, ciśnienia hydrostatycznego oraz warunków górniczych dokonanej w przeszłości eksploatacji. Połączenia pośrednie w przypadku znacznego spiętrzenia wody i związanego z tym wzrostu ciśnienia hydrostatycznego mogą ulec rozszczelnieniu i wtedy nagromadzona woda w sposób gwałtowny i w dużej ilości spłynie do pustych przestrzeni, np. wyrobisk sąsiedniej kopalni.

Dla rejonów odwadniania CZOK dopuszczalne rzędne piętrzenia wód w zrobach zlikwidowanych kopalń zostały ustalone w oparciu o ekspertyzy wykonane przez jednostki naukowo-

badawcze i opinie Komisji ds. Zagrożeń Wodnych w Podziemnych Zakładach Górniczych Węgla Kamiennego przy Wyższym Urzędzie Górniczym.

Dopuszczalne poziomy piętrzenia wód w zrobach zlikwidowanych kopalń wyznaczają rzędne wysokości połączeń bezpośrednich lub wysokości przyjęte na podstawie teoretycznych obliczeń wytrzymałości filarów granicznych. Dane te mogą być obarczone błędami z uwagi na bardzo dużą ilość czynników (zmiennych w czasie) przyjmowanych do obliczeń. Jednoznaczne ustalenie dopuszczalnej rzędnej spiętrzenia wód w wyrobiskach górniczych zlikwidowanej kopalni jest trudne i z tego względu jej zatapianie musi być prowadzone etapami w sposób kontrolowany a tempo zatapiania monitorowane.

Służą temu pompownie stacjonarne i głębinowe CZOK, których wyłączenie na obecnym etapie jest niemożliwe. Czynne zakłady górnicze posiadają pompownie głównego odwadniania przygotowane do odbioru jedynie własnego dopływu, który w przypadku niektórych kopalń nie przekracza wielkości 1,0 m^3/min. Z tego względu ewentualny gwałtowny przypływ wód w ilości przekraczającej rezerwę pompowania byłby równoznaczny z ich zatopieniem.

W wyniku zatopienia części wyrobisk górniczych zlikwidowanych kopalń utworzyły się w wyrobiskach dołowych liczne zbiorniki wodne o łącznej pojemności około 27 mln m^3.

3. Działania Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń związane z zabezpieczeniem czynnych zakładów górniczych przed zagrożeniem wodnym

Aktualnie Centralny Zakład Odwadniania Kopalń w Czeladzi utrzymuje stacjonarne i głębinowe systemy odwadniania w 13 rejonach - byłych kopalniach zabezpieczając następujące sąsiadujące z nim czynne kopalnie: KWK "Kazimierz-Juliusz", KWK "Staszic", ZG „Brzeziny", ZG „Piekary", ZG „Bytom III, KWK „Sośnica", ZGE „Sobieski-Jaworzno III", ZG „Bytom II", KWK „Szczygłowice", ZG „Centrum", KWK „Mysłowice".

- Dla zabezpieczenia **KWK „Kazimierz-Juliusz"** przed zagrożeniem wodnym, utrzymywane są rejony odwadniania „Sosnowiec", „Paryż" i „Porąbka-Klimontów".

  Rejon „Sosnowiec". W okresie likwidacji kopalni i po jej zakończeniu do stycznia 2001 roku odwadnianie w tym rejonie prowadzono systemem stacjonarnym z poziomu 450 m. Dla obniżenia kosztów wykonano system odwadniania głębinowego kopalni. W tym celu przystosowano szyb „Szczepan" do zabudowy pompowych agregatów głębinowych. W dn. 15 marca 2001 roku w szybie „Szczepan" uruchomiono 3 agregaty głębinowe firmy RITZ o wydajności nominalnej 7,2 m^3/min. każdy wraz z całą infrastrukturą elektro-mechaniczną. Dopuszczalna rzędna piętrzenia wód w zrobach rejonu „Sosnowiec" nie może przekroczyć -121,00 m npm. Zatopione poniżej tych rzędnych zroby tworzą podziemny zbiornik wody o wielkości około 1,3 mln m^3. Dopływ naturalny do rejonu „Sosnowiec" wynosi aktualnie 7,5÷8.6 m^3/min. Pompowane wody zrzucane są do rzeki Czarnej Przemszy.

  Rejon „Paryż". Wrejonie „Paryż" zroby poziomu 390 zatopiono w okresie od lutego 1997 do maja 1998 r. utrzymując lustro wody w przedziale rzędnych od +5 do +7 m npm. Do 21.02.2001 roku odwadnianie wykonywane było systemem stacjonarnym z poziomu 250 m. Dopływ naturalny do rejonu wynosi 13,5÷15,5 m^3/min. W ramach upraszczania systemów odwadniania przez CZOK 21 lutego 2001 r. wyprowadzono z dołu załogę, wyłączono z eksploatacji pompownię stacjonarną na poz. 250 m i przystąpiono do wykonania systemu odwadniania głębinowego, wykorzystując jako studnię głębinową szyb „Ciesz-

kowski". 26 czerwca 2001 roku uruchomiono zabudowane w szybie „Cieszkowski" cztery agregaty głębinowe firmy PLEUGER PN 142/5 o wydajności nominalnej 6 m^3/min. każdy. Dopuszczalna rzędna piętrzenia wód w zrobach rejonu „Paryż" wynosi +30,0 m npm. Zatopione poniżej tych rzędnych zroby rejonu „Paryż" tworzą podziemny zbiornik wody o wielkości około 5,1 mln m^3. Wody dołowe zrzucane są do potoku Pogoria.

Rejon „Porąbka-Klimontów". W KWK „Porąbka-Klimontów" w dniu 21.09.1999 r. rozpoczęło się zatapianie wyrobisk poziomu 550 m. Do dnia 10.03.2001r. trwało retencjonowanie wody w zrobach tego rejonu. W okresie październik 1999 r. do października 2000 r. przeprowadzano próby ruchowe z agregatami głębinowymi zabudowanymi w szybie „Ryszard". 6.10.2000 r. nastąpiło ostateczne wyprowadzenie załogi z dołu. Od 11.03.2002 r. rozpoczęto pompowanie wody w szybie „Ryszard" agregatem głębi- nowym firmy KSB o wydajności 5.5 m^3/min. Dopuszczalna rzędna piętrzenia wód w zrobach rejonu „Porąbka-Klimontów" wynosi -190 m npm. Pojemność utworzonego podziemnego zbiornika wodnego w wyrobiskach zlikwidowanej kopalni szacowana jest na 7,2 mln. m^3. Dopływ naturalny do tego rejonu wynosi 3,5÷5,2 m^3/min. Zrzut wód następuje do rzeki Bobrek poprzez Rów Mortimerowski.

- Dla zabezpieczenia **KWK „Staszic"** przed zagrożeniem wodnym, utrzymywana jest w Rejonie „Katowice", pompownia głębinowa w szybie Bartosz II.

Rejon „Katowice". Pomiędzy wyrobiskami dawnej kopalni „Katowice" i KWK „Staszic" istnieją połączenia hydrauliczne. Od IV kwartału 2001 roku funkcjonuje zabudowany w szybie „Bartosz II" głębinowy agregat pompowy firmy RITZ o wydajności nominalnej 7,2 m^3/min. Dopuszczalna rzędna piętrzenia wód w zrobach rejonu „Katowice" wynosi -172,50 m npm. Sumaryczny dopływ wody do pompowni głębinowej wynosi aktualnie ok. 5,6 m^3/min Pompowana woda przez pompownię głębinową w szybie „Bartosz II" kierowana jest kolektorem do rzeki Rawy.

- Dla zabezpieczenia **ZG „Brzeziny", ZG „Piekary"** (planowane połączenie obu zakładów) przed zagrożeniem wodnym, utrzymywany jest Rejon Odwadniania „Saturn" a od 2005 r. będzie prawdopodobnie utrzymywana również pompownia głębinowa w Rejonie „Grodziec".

Rejon „Saturn". Utrzymywany jest mieszany system odwadniania. Na poziomie 210 m funkcjonują dwie pompownie stacjonarne; wody przemysłowej i triasowej o łącznej nominalnej wydajności ok. 108 m^3/min. W szybiku „Andrzej" zabudowanych jest 6 głębinowych agregatów pompowych firmy Vogel o wydajności nominalnej do 7,5 m^3/min każda. Od października 2001 r. pompownia głębinowa w szybiku „Andrzej" utrzymuje poziom wody w zrobach górniczych w granicach rzędnych od + 5,00 do + 8,00 m npm, przepompowując wodę do stacjonarnych pompowni głównego odwadniania na poziomie 210 m. Za pomocą pomp stacjonarnych wody dołowe (w tym również wody do celów pitnych) odprowadzane są selektywnie na powierzchnię rurociągami zabudowanymi w szybie „Paweł". Dopływ naturalny do rejonu „Saturn" jest zmienny i wynosi 28,0÷32,8 m^3/min. Zatopione zroby rejonu „Saturn" tworzą podziemny zbiornik wodny o szacunkowej wielkości 6,5 mln m^3. Zrzut wód z rejonu „Saturn" następuje do rzeki Brynicy.

Rejon „Grodziec". Od sierpnia 1999 r. w zrobach górniczych tego Rejonu retencjonuje się cały dopływ naturalny wynoszący ok. 4,82 m^3/min. Do października 2000 roku kopalnia utrzymywała stacjonarne systemy odwadniania na poz. 300 m i 500 m oraz związaną z nimi sieć wyrobisk dołowych, dwa szyby, a także całą infrastrukturę energomechaniczną. W dniu 26.10.2000 r. po wcześniejszym przystosowaniu szybu II do pełnienia funkcji studni głębinowej wyprowadzono ostatecznie załogę z dołu. Aktualnie prowadzony jest ciągły

monitoring poziomu lustra wody w zrobach. Dopuszczalna rzędna piętrzenia wód w zrobach rejonu „Grodziec" wynosi +40 m npm. Biorąc pod uwagę wielkość dopływu wody do zrobów oraz ich pojemność, przewiduje się uruchomienie odwadniania głębinowymi agregatami pompowymi w roku 2005.

- Dla zabezpieczenia **ZG „Bytom III"** przed zagrożeniem wodnym, utrzymywane są pompownie stacjonarne w Rejonie „Pstrowski".

Rejon „Pstrowski". Stacjonarny system odwadniania tworzą pompownie główne na poziomach 575 m i 825 m oraz 3 pompownie pomocnicze. W ramach obecnego systemu odwadniania utrzymywane są szyby „Gigant", „Staszic" oraz „Mikołaj" wraz z wyrobiskami chodnikowymi o łącznej długości około 12 000 m. Dopuszczalna rzędna piętrzenia wód w zrobach rejonu „Pstrowski" wynosi -559 m npm. Wody dołowe dopływające na poziom 825 m przepompowywane są szybem Gigant na poziom 575 m, a następnie wraz z wodami poziomu 575 m wypompowywane są rurociągami ułożonymi w szybie „Staszic" na powierzchnię, skąd kolektorem poprzez osadniki wód dołowych zrzucane są do rzeki Bytomki. Dopływ naturalny do rejonu „Pstrowski" wynosi 12,5÷14,0 m^3/min.

- Dla zabezpieczenia **KWK „Sośnica"** przed zagrożeniem wodnym utrzymywana jest w Rejonie „Gliwice" pompownia głębinowa

Rejon „Gliwice". Do grudnia 1999 roku odwadnianie wyrobisk górniczych KWK „Gliwice" odbywało się za pomocą dwóch pompowni stacjonarnych głównego odwadniania zabudowanych na poziomie 520 m oraz pompowni pomocniczej na poz. 305 m zlokalizowanej przy szybach głównych . W czerwcu 2000 roku został zmodernizowany sposób odwadniania w KWK „Gliwice". W szybie II zabudowana została pompa głębinowa firmy RITZ o wydajności nominalnej 7,2 m^3/min i wysokości podnoszenia 545 m. Rozruch pompowni nastąpił 15.08.2000 r. Dopuszczalna rzędna piętrzenia wód w zrobach rejonu „Gliwice" wynosi -261,33 m npm. W styczniu 2003 r. uruchomiono w szybie II drugi identyczny agregat głębinowy. Dopływ naturalny do wyrobisk w rejonie „Gliwice" wynosi ok. 5,8 m^3/min. Zrzut wody dołowej następuje do rzeki Kłodnicy.

- Dla zabezpieczenia **ZGE „Sobieski-Jaworzno III"** przed zagrożeniem wodnym, utrzymywane jest pompowanie stacjonarne w Rejonie „Jan Kanty".

Rejon „Jan Kanty". Woda z poszczególnych rejonów kopalni sprowadzana jest grawitacyjnie rurociągami i wyrobiskami górniczymi do komór głównego odwadniania na poziomie 270 m. Całkowity dopływ wody do rejonu jest zmienny i waha się od 25,0 do 29 m^3/min. Woda z poziomu 270 m pompowana jest rurociągami zabudowanymi w szybach „Witold I" i „Witold II" na powierzchnię. Do końca grudnia 2002 w rejonie „Jan Kanty" funkcjonowała Upadowa „Jęzor VI" odwadniania dwiema niezależnymi lokalnymi pompowniami. Wody dołowe z rejonu „Jan Kanty" zrzucane są do rzeki Przemszy.

- Dla zabezpieczenia **ZG „Bytom II"** przed zagrożeniem wodnym, utrzymywane są pompownie stacjonarne w Rejonie „Siemianowice".

Rejon „Siemianowice". Funkcjonują tu dwa stacjonarne systemy odwadniania wymagające utrzymania 13 250 m chodnikowych wyrobisk górniczych i 4 szybów o łącznej długości 1 964 m:

- system „Siemianowice" obejmujący szyby „Siemianowice III" i „Bańgów" oraz dwie pompownie na poz. 321 m (była kopalnia „Siemianowice"),
- system „Chorzów" związany z szybami „Kolejowy I" i „Zygmunt-August II" oraz stacjonarnymi pompowniami głównego odwadniania na poz. 321 m i 630m (dawna kopalnia „Barbara-Chorzów"). Obydwa systemy połączone są bezpośrednio przekopem wod-

nym poz. 630 m. Średni dopływ do wyrobisk rejonu „Siemianowice" wynosi 27,0÷32,0 m³/min. Rejon „Siemianowice posiada połączenia hydrauliczne z czynną kopalnią ZG „Bytom II" oraz byłymi kopalniami „Saturn", Grodziec", „Andaluzja" oraz „Polska-Wirek".

- Dla zabezpieczenia **KWK „Szczygłowice"** przed zagrożeniem wodnym, utrzymywane są pompownie stacjonarne w Rejonie „Dębieńsko".

Rejon „Dębieńsko". Utrzymywany jest stacjonarny system odwadniania oparty na szybach „Jan I", „Jan III" i „V Zachodni" oraz wyrobiskach chodnikowych na poziomach: 112, 202, 310, 410, 600, 690, 781 o łącznej długości 14 305 m. Woda z poszczególnych rejonów kopalni doprowadzana jest do pompowni głównego odwadniania zlokalizowanych na poziomach: 202 m, 310 m, 410 m i 690 m. Średni dopływ do wyrobisk wynosi 12.0÷12,4 m^3/min w tym ok. 2 m^3/min stanowią wody silnie zasolone i solanki. Nie jest przesądzony docelowy model odwadniania rejonu Dębieńsko. Przeważa pogląd, że utrzymywany winien być zmodernizowany system stacjonarny bądź system mieszany z pompownią stacjonarną na poziomie 410 m dla wód słodkich i słabo zasolonych, i pompowym agregatem głębinowym zabudowanym na poziomie 690 m pompującym wody silnie zasolone i solanki.

- Dla zabezpieczenia **ZG „Centrum"** przed zagrożeniem wodnym, utrzymywane jest odwadnianie stacjonarne w Rejonie „Szombierki".

Rejon „Szombierki". Czynny jest jedynie szyb „Ewa" z udostępnieniem na poziomach 510 m, 630 m i 790 m. Rejon „Szombierki" posiada jeden scentralizowany system odwadniania, z dwoma pompowniami poziomowymi na poziomach 630 m i 790 m, odbierający wody z dopływu naturalnego. Wody poziomu 790 przepompowywane są na poziom 630 i stąd wraz z wodami tego poziomu oraz dopływem z poziomu 510 pompowane są na powierzchnię, skąd kolektorem odprowadzane są do rzeki Bytomki. Dopływ naturalny do wyrobisk górniczych wynosi 2.1÷2,6 m^3 /min.

- Dla zabezpieczenia **KWK „Mysłowice"** a także **„Kazimierz-Juliusz"** przed zagrożeniem wodnym, utrzymywana będzie pompownia głębinowa w Rejonie „Niwka – Modrzejów

Rejon „Niwka-Modrzejów". Do I półrocza 2002 roku funkcjonowały stacjonarne systemy odwadniana na ruchach: „Modrzejów" i „Niwka". Aktualnie trwa retencjonowanie w zrobach górniczych całego dopływu naturalnego wynoszącego ok.12,7 m³/min. Równocześnie przystosowano szyb K-1 do pełnienia funkcji studni głębinowej. W szybie tym zabudowane zostaną 3 głębinowe agregaty pompowe. Rozpoczęcie pracy pompowni palowane jest w marcu 2003 roku. Dopuszczalna rzędna piętrzenia wód w zrobach rejonu „Niwka-Modrzejów" wynosi -192 m npm.

4. Uwarunkowania dotyczące upraszczania systemów odwadniania oraz obniżania kosztów działalności CZOK.

Centralny Zakład Odwadniania Kopalń dążąc do obniżenia kosztów działalności prowadzi systematyczną modernizację i upraszczanie systemów odwadniania w podległych rejonach odwadniania poprzez:

- zmianę systemów odwadniania z nieefektywnych systemów stacjonarnych na nowoczesne i tańsze systemy głębinowe,
- modernizację i upraszczanie stacjonarnych systemów odwadniania,

- ciągły monitoring pracy pomp stacjonarnych i głębinowych w celu efektywnej ochrony kopalń sąsiednich przed zagrożeniem wodnym oraz prowadzenie odwadniania w okresach tańszej energii (poza szczytami),
- retencjonowanie wód w wyrobiskach podziemnych do wysokości wymagającej uruchomienia odwadniania (np. rejon „Grodziec"),
- okresową analizę zagrożeń wodnych i warunków hydrogeologicznych w rejonach odwadniania w celu wnioskowania podniesienia poziomów dopuszczalnych głębokości zatapiania wyrobisk górniczych,
- współpracę z instytucjami i jednostkami naukowo badawczymi w zakresie nowych rozwiązań zmierzających do uproszczenia systemu odwadniania i obniżenia jego kosztów przy zachowaniu bezpieczeństwa kopalń czynnych.

W wyniku tych działań całkowicie zlikwidowano pompownie stacjonarne w 5 byłych kopalniach zastępując je pompami głębinowymi w rejonach odwadniania „Paryż", „Sosnowiec", Porąbka-Klimontów", „Katowice", „Gliwice". Od marca 2003 system głębinowego odwadniania zastosowany zostanie również w rejonie „Niwka-Modrzejów" a rejon „Grodziec" został przygotowany technicznie do odwadniania tym systemem.

Niestety nie we wszystkich rejonach odwadniania możliwe jest zastąpienie na obecnym etapie procesów restrukturyzacyjnych stacjonarnego systemu odwadniania systemem głębinowym. Występują bariery techniczne i hydrogeologiczne. Zmiana systemu odwadniania i likwidacja niektórych pompowni musi uwzględniać bezpieczeństwo kopalń sąsiednich i wymaga wzajemnych uzgodnień. W tych rejonach prowadzi się modernizację pomp, upraszczanie dróg wentylacyjnych, eliminację peryferyjnych odwodnień i ograniczenie ilości infrastruktury technicznej do niezbędnego minimum.

Centralny Zakład Odwadniania Kopalń zatrudnia doświadczoną w zakresie restrukturyzacji górnictwa i zwalczania zagrożeń wodnych kadrę techniczną. Oprócz bieżącego nadzoru procesów odwadniania kadra ta prowadzi systematyczne analizy możliwości modernizacji i uproszczenia systemu odwadniania. Współpracuje w tej dziedzinie z Głównym Instytutem Górnictwa, Akademią Górniczo-Hutniczą, Politechniką Śląską a także z komisjami problemowymi powołanymi przez Wyższy Urząd Górniczy w zakresie zagrożeń wodnych, ochrony środowiska i procesów likwidacyjnych.

Literatura

[1] Szczepański A. i in., 1998: Raport końcowy. Projekt celowy 9 T12A 038 96 C/3006: Centralny system odwadniania likwidowanych kopalń zlokalizowanych w północnej i północno-wschodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, uwzględniający bezpieczeństwo kopalń czynnych. Maszynopis, AGH, Kraków.

[2] Szczepański A. i in., 1999: Projekt koncepcyjny docelowego modelu odwadniania kopalni Sosnowiec i kopalń sąsiednich tworzących podsystem Sosnowiec. Maszynopis, AGH, Kraków.

[3] Rogoż M. i in., 2000: Model odwadniania kopalń przewidzianych do likwidacji w ramach Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A. w Bytomiu przewidzianych do włączenia do Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń Dokumentacja GIG, grudzień 2000 r.

[4] Dzbik J., Muniak A., 2001: .Stan zaawansowania robót odwadniających w Centralnym Zakładzie Odwadniania Kopalń Maszynopis, Arch. CZOK.

[5] Haładus A., Dzbik J., Muniak A. i in. Charakterystyka odwadniania wdrażanego podsystemu Sosnowiec. Konferencja-Współczesne problemy hydrogeologii.

[6] Muniak A., Rydlewski M. i in., 2001: Uwarunkowania hydrogeologiczne i górnicze zmian systemów odwadniania ze stacjonarnych na głębinowe na przykładzie rejonu odwadniania Sosnowiec - Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń, Arch. CZOK.

The subject of water hazardsat the Central Department of Mine Drainage

Abstract

The paper raises the subject of water hazards handled by the Central Department of Mine Drainage in Czeladź. There exist several hydraulic connections between the neighbouring mines, mainly via old headings. Analysis and studies which have been carried out in connection with this subject have proved that within the Upper Silesian Coal Basin almost 40 collieries are interconnected hydro-geologically by creating a connected vessel system. This is the reason why it is necessary to apply continuous drainage of headings in several closed mining enterprises and maintain a safe water level in order to avoid a sudden and uncontrolled inrush of water into the neighbouring mines under operation. The Central Department of Mine Drainage in Czeladź maintains stationary and deep drainage systems in 13 regions - in former mines – which safeguard the following neighbouring collieries being under operation:: KWK „"Kazimierz-Juliusz", KWK „Staszic", ZG „Brzeziny", ZG „Piekary", ZG „Bytom III, KWK „Sośnica", ZGE „Sobieski-Jaworzno III", ZG „Bytom II", KWK „Szczygłowice", ZG „Centrum", KWK „Mysłowice".

Recenzent: dr inż. Jacek Postawa

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 555–566

Bogusław OCHAB, Bogdan WŁODARZ
Zakłady Górniczo–Hutnicze „Bolesław", Bukowno
e-mail bwlodarz@zghboleslaw.pl, tel. (0-32) 2955201

Ochrona wód podziemnych kopalń ZGH Bolesław - próba identyfikacji potencjalnych zagrożeń

Słowa kluczowe

likwidacja kopalń - występujące zagrożenia i ich skutki - sposoby przeciwdziałania

Streszczenie

Zapoczątkowany w roku 1992 proces likwidacji kopalń ZGH Bolesław związany jest z odbudową zwierciadła wód podziemnych. Powoduje to zagrożenie zanieczyszczenia wód podziemnych na skutek wymywania produktów utleniania minerałów siarczkowych budujących złoże rudy cynkowo-ołowiowej, objawiające się wzrostem zawartości siarczanów oraz metali. Proces odbudowy ciśnień i stosunków wodnych przebiega w warunkach infiltracji wód ze stawów osadowych odpadów poflotacyjnych, oraz zanieczyszczenia wód podziemnych związkami lignosulfonowymi.

Autorzy artykułu podjęli próbę określenia zagrożeń, skutków ich wystąpienia oraz sposobów przeciwdziałania.

1. Wprowadzenie

Wszelkie przejawy działalności górniczej w olkusko-bolesławskim rejonie kruszconośnym nierozerwalnie związane były z wodą. Ona to decydowała o możliwościach prowadzenia eksploatacji w istotny sposób wpływając na sposoby i metody udostępnienia złóż kruszcowych, od najpłytszych zalegających na zrębach (szybikami i sztolniami)do głębokich, zalegających w rowach tektonicznych (szybami wraz z układem wyrobisk udostępniających transportowych i wodnych i stacjonarnymi pompowniami wód kopalnianych).

Całość przedsięwzięć górniczych, tak kiedyś jak i obecnie, sprowadza się do jednego i tego samego zagadnienia: udostępnić, odwodnić i wyeksploatować złoże kruszcowe.

Z perspektywy upływu czasu stwierdzić można, że zakres działań sprzed kilkuset laty miał charakter zdecydowanie lokalny, o ograniczonym wpływie na otaczające środowisko naturalne, natomiast współczesna działalność górnicza oddziaływuje nań w skali regionalnej. Ta regionalność w głównej mierze dotyczy zmian stosunków wodnych, w związku z totalnym drenażem górniczym wód podziemnych połączonych pięter wodonośnych, jurajsko-czwartorzędowo-triasowego.

Początkowo drenaż górniczy wód podziemnych w ilości do 40 m^3/min związany był z budową w latach 1952 – 1957 podziemnej kopalni rudy cynkowo-ołowiowej Bolesław, następnie w ilości do 90 m^3/min z budową w latach 1957 – 1968 kopalni Olkusz i ostatniej z ko-

palń olkusko-bolesławskich, kopalni Pomorzany budowanej w latach 1968 – 1974, której drenaż górniczy osiągnął niesamowity poziom 300 m^3/min pompowanych wód kopalnianych.

Najpierw rozdzielne leje depresji, związane z poszczególnymi centrami drenażu górniczego, w miarę postępu robót udostępniających kopalni Pomorzany w drugiej połowie lat siedemdziesiątych tworzą wspólny połączony lej depresji którego podstawę stanowił poziom +180 m n.p.m. udostępnienia kopalni Pomorzany.

W zasięgu oddziaływania połączonego leja depresji kopalń ZGH Bolesław znalazły się tereny zanieczyszczone produktami działalności górniczo-przeróbczej i hutniczej zarówno historycznej jak i współczesnej, lokalne ogniska zanieczyszczeń związane z rolniczymi oraz socjalno-bytowymi aspektami działalności człowieka, a także wszelkiego rodzaju wysypiska i składowiska odpadów komunalnych i poprzemysłowych wystawione na infiltrujące oddziaływanie czynników atmosferycznych. Dodatkowym elementem negatywnie oddziaływującym na środowisko naturalne jest proces zachodzący w odwodnionym górotworze, polegający na utlenianiu minerałów siarczkowych budujących złoże rudy cynkowo-ołowiowej. Należy tutaj wspomnieć również o skutkach skażenia środowiska pustyni Błędowskiej i przepływającej przez nią rzeki Białej Przemszy ściekami ze zlokalizowanego w tym miejscu wylewiska ługów posulfitowych Fabryki Celulozy i Papieru w Kluczach (obecnie INTERNATIONAL PAPER S) [1].

Nakładanie się w/w czynników i łączne ich przechodzenie do wód podziemnych negatywnie oddziaływuje na skład chemiczny wód, eliminując połowę z ogólnej ilości pompowanych wód kopalnianych z możliwości ich wykorzystania do celów pitnych.

Dla częściowego wykorzystania wód podziemnych w celach pitnych prowadzony jest, zresztą od ponad ćwierć wieku ich rozdział, już w wyrobiskach podziemnych kopalń ZGH Bolesław.

Uruchomienie w roku 1992 procesu likwidacji kopalń rudy cynkowo-ołowiowej olkusko-bolesławskiego rejonu kruszconośnego w związku z wyczerpywaniem się jej zasobów przemysłowych, które w ostateczności po roku 2010 prawdopodobnie zakończy się ich całkowitym zatopieniem, wymaga wcześniejszego, wyprzedzającego podjęcia próby identyfikacji potencjalnych zagrożeń których możliwość wystąpienia jest raczej nieunikniona. [10].

2. Warunki hydrogeologiczne olkusko-bolesławskiego rejonu kruszconośnego

W obrębie olkusko-bolesławskiego rejonu kruszconośnego w kolejności zalegania niżej wymienione piętra wodonośne:

- **Piętro czwartorzędowe** - zbudowane z osadów rzeczno-lodowcowych wypełniających doliny współczesnych rzek, stare ich koryta oraz głębokie wcięcia erozyjne. Tworzą go głównie piaski średnio i drobnoziarniste z wkładkami rumoszy, iłów, glin i pyłów. Gliny i pyły dzielą lokalnie piętro czwartorzędowe na warstwy wodonośne. Osady piętra czwartorzędowego zasilają bezpośrednio opady atmosferyczne, infiltracja wód z czynnych cieków powierzchniowych oraz infiltracja ze stawów osadowych odpadów poflotacyjnych. Rzeczą charakterystyczną jest występowanie na granicy OG Bolesław i Olkusz pogrzebanej pradoliny rzeki Białej Przemszy, biegnącej na północy przez centralne partie obszaru górniczego Pomorzany, gdzie miąższość czwartorzędu dochodzi do 70 m [7, 8].
- **Piętro jurajskie** - niejednorodne litologicznie, budują w górnej części wapienie skaliste i płytowe malmu, a w dolnej piaskowce i zlepieńce doggeru. Występuje we wschodniej części rejonu do głębokości max 100 m p.p.t., a jego miąższość wynosi średnio 40 – 60 m. Dominujące znaczenie, ma poziom wapienny malmu, w którym przepływ wód odbywa się

poprzez pionowe szczeliny i kanały krasowe w wapieniach skalistych nieuławiconych, a w uławiconych oraz w wapieniach płytowych poprzez sieć spękań i kanałów krasowych [7, 8].

- **Piętro triasowe** – zbudowane jest według poniższego profilu:
  - górny wapień muszlowy - ilaste utwory kajpru,
  - środkowy wapień muszlowy - dolomity margliste warstw tarnowickich,
    - dolomity diploporowe,
  - dolny wapień muszlowy - dolomity kruszconośne,
    - wapienie warstw olkuskich i gogolińskich,
  - górny pstry piaskowiec - dolomity retu.

Warstwą rozdzielającą wodonośne utwory jury (czwartorzędu) i wapienia muszlowego są ilaste utwory kajpru stanowiące górny wapień muszlowy. Warstwy tarnowickie występują jedynie lokalnie, stąd brak ich istotnego znaczenia w budowie tego piętra. Decydujące znaczenie w budowie triasowego pietra wodonośnego mają dolomity diploporowe i kruszconośne, utwory silnie spękane i skawernowane z licznymi szczelinami, charakteryzujące się dużą porowatością. Wapienie gogolińskie z uwagi na występowanie cienkich przeławiceń ilastych i marglisto-ilastych traktowane są w olkusko-bolesławskim rejonie kruszconośnym jako nieprzepuszczalne, jednakże i one przewodzą wody podziemne poprzez system szczelin, fug międzyławicowych oraz występujący układ kawern. Dolomity retu podobnie jak kruszconośne i diploporowe są silnie porowate, czasami spękane ze spotykanymi kawernami. Z uwagi na izolujący charakter wapieni gogolińskich w piętrze triasowym wyróżnia się dwa poziomy wodonośne: wapienia muszlowego (dolomity tarnowickie, diploporowe i kruszconośne) oraz utworów retu. Na znacznej części obszaru warstwy gogolińskie są w całości zdolomityzowane, stąd traktuje się te poziomy jako łączne, posługując się pojęciem triasowego piętra wodonośnego. Najczęściej głębokość spągu piętra triasowego zawiera się w przedziale 130 – 180 m p.p.t. a jego miąższość zależna od tektoniki i stopnia zaawansowania procesu erozyjnego zmienia się od 120 – 150 m w bolesławskim rowie tektonicznym do kilkunastu metrów w południowej części pradoliny Przemszy. Na południu i południowym – zachodzie przebiega erozyjna granica zasięgu węglanowych utworów triasu których miąższość na pozostałym obszarze waha się w granicach 40 – 150 m. W obszarze wychodni zasilanie tych utworów odbywa się bezpośrednio poprzez infiltrację opadów atmosferycznych, w miejscach bezpośredniego kontaktu poprzez odsączanie wód z utworów czwartorzędowych a ich drenaż odbywa się wyłącznie poprzez wyrobiska górnicze kopalń rudy Zn-Pb [7, 8].

- **Piętro paleozoiczne** – tworzą wapienie i dolomity głownie środkowego i częściowo górnego dewonu oraz karbonu, występujące we wschodniej (lokalnie na południu w obrębie pradoliny Przemszy) części rejonu, pod utworami triasu lub cienką porumetrową pokrywą zlepieńców permskich. Piętro wodonośne nie rozpoznane pod względem hydrogeologicznym. Poza w/w miejscami wodonośne utwory piętra paleozoicznego oddzielają od węglanowych utworów triasu praktycznie nieprzepuszczalne zlepieńce permu o miąższości dochodzącej do kilkuset metrów [7, 8].

3. Zagospodarowanie górnicze i drenaż wód podziemnych rejonu

Zagospodarowanie górnicze objęło cztery spośród jedenastu udokumentowanych złóż olkusko-bolesławskiego rejonu kruszconośnego a mianowicie: Bolesław i Krzykawa, Olkusz, Pomorzany.

- Złoża Bolesław i Krzykawa (przylegająca górna część) udostępnione zostały z głównego poziomu wydobywczego kopalni Bolesław na rzędnej +264 m, oraz podpoziomu +245 m, a także lokalnie +225 m. Eksploatację prowadzono w węglanowych utworach triasu, w dołomitach kruszconośnych i retu. Ruda występowała w formie gniazdowo-pokładowej z charakterystycznym współwystępowaniem odmian siarczkowej i tlenkowej, przy dużej zmienności zarówno miąższości jak i zawartości metalu. Eksploatację prowadzono w latach 1957 – 1996 [6, 8].
- Złoże Olkusz, charakteryzuje się występowaniem licznych zrębów i wielostopniowych rowów o zapadaniu południowym. Ruda w formie gniazdowej występowała w utworach od dolomitów retu do diploporowych.Złoże udostępnione do rzędnej +238 m. Eksploatacja prowadzona przez kopalnię Olkusz w latach 1968 – 2001. Aktualnie trwają roboty główne, przygotowawcze dla rozpoczęcia w połowie 2002 roku eksploatacji zrzuconego o 60 m niżej (+180) złoża Olkusz-Podpoziom [6, 7].
- Złoże Pomorzany zalega w okruszcowanym interwale +210 - +260 m n.p.m. w pomorzańskim rowie tektonicznym, w formie rozległych, nieuregulowanych soczew o zmiennej miąższości, zalegających w dolnych, spągowych partiach dolomitów kruszconośnych. Główny poziom udostępnienia +180 m n.p.m. Eksploatację rozpoczęto w roku 1974, a przewidywany termin zakończenia 2010 (2012) rok [6, 7].

Wszystkie trzy kopalnie: Bolesław, Olkusz i Pomorzany wybudowano w strukturze kamienno-złożowej, z wyodrębnionymi systemami drenażu i odprowadzenia wód kopalnianych do rzek Biała i Sztoła.

Tempo i zasięg drenażu złoża Bolesław powodowały, że dopływy wód podziemnych nie przekroczyły 40 m^3/min W przypadku kopalni Olkusz, w miarę rozwoju sieci jej wyrobisk udostępniających dopływy wzrastały aż do 90 m^3/min, natomiast po uruchomieniu, kopalnia Pomorzany przy spadku dopływów do kopalni Bolesław i Olkusz przejmuje cały ciężar odwadniania na barki swego systemu pompowania wód podziemnych.

Decydujące były lata 1974 – 1986 w których oddziaływanie połączonych centrów drenażu kopalń ZGH Bolesław spowodowało ukształtowanie się prawdopodobnego zasięgu leja depresji w granicach:

- od południowego zachodu - naturalna granica występowania wysadu utworów zlepieńca permskiego,
- od zachodu – linia Białej Przemszy (Okradzionów – Trzebyczka),
- od północnego-zachodu – przypuszczalnie linia Rokitno Szlacheckie –Trzebyczka,
- od północy – uskok Ciągowice – Kolbark,
- od wschodu – linia Kosmolów – Troks – Wolbrom,
- od południa – uskok Niesułowic.

4. Połączenia hydrauliczne kopalń ZGH Bolesław

Podziemny drenaż górniczy kopalń: Bolesław, Olkusz i Pomorzany kształtuje warunki przepływu wód podziemnych w węglanowych utworach triasu.

Podziemny wododział pomiędzy kopalniami Bolesław i Olkusz znajduje się pod stawami osadowymi odpadów poflotacyjnych, natomiast pomiędzy tymi kopalniami a kopalnią Pomorzany przebiega w zasadzie wzdłuż uskoku głównego Pomorzan.

Taki układ ośrodków drenażu i stref wododziałowych między nimi sprawia, że główny strumień wód podziemnych przepływa w przypadku kopalni Bolesław z południa i południowego- zachodu ku północy a w przypadku kopalni Olkusz z południa i wschodu w kierunku północno-zachodnim i północnym. w stronę systemu drenażowego kopalni Pomorzany. Objawia się ten kierunek przepływu wód podziemnych wyciekami w przekopie głównym na rzędnej +180 m (pomiędzy przekopami polowymi 1, 2, 3) oraz w chodniku wentylacyjnym na rzędnej +236 m w rejonie szybu Mieszko kopalni Pomorzany [4, 3].

Uruchomienie głębinowego ujęcia w zlikwidowanym szybie Mieczysław byłej kopalni Bolesław, pompującego silnie zanieczyszczone wody kopalniane w ilości do 4,5 m^3/min dodatkowo spowoduje, że w rejonie tym na kierunku od szybu do uskoku głównego Pomorzan stopniowej zmianie ulega zwierciadło wód podziemnych, mogące w najbliższym czasie doprowadzić do wzrostu wycieków w wyrobiskach kopalni Pomorzany.

5. Ilość i jakość pompowanych wód podziemnych

Ilość pompowanych wód podziemnych z kopalń ZGH Bolesław zawiera się w przedziale 300 – 360 m^3/min w zależności od pory roku.

Jakość wód podziemnych kształtowana jest na drodze ich spływu z obszarów zasilania do punktu wypływu w wyrobiskach górniczych drenujących górotwór. W wyrobiskach następuje jedynie niewielka modyfikacja składu tych wód w związku z pojawieniem się w nich zawiesiny mechanicznej związanej z procesami technologicznymi górniczymi: urabiania, transportu i podsadzania.

Głównymi elementami mającymi wpływ na jakość wód podziemnych w warunkach olkusko-bolesławskiego rejonu kruszconośnego są:

- układ krążenia i wymiany wód podziemnych,
- stopień zasilania infiltracją opadów atmosferycznych,
- geochemia skalnego środowiska krążenia wód podziemnych,
- mineralogia związków metali budujących złoże rudy Zn-Pb.

W warunkach szczelinowo-krasowego górotworu następuje szybkie krążenie i wymiana wód, dodatkowo potęgowane istniejącymi ośrodkami drenażu górniczego, co powoduje szybkie odprowadzanie produktów utleniania minerałów siarczkowych budujących złoże rudy Zn-Pb i zapobiega wzrostowi zawartości metali.

Zasilanie infiltrującymi wodami opadowymi ma szczególną intensywność w obszarze złoża Bolesław i Krzykawa, na wychodniach węglanowych utworów triasu, lub poprzez przepuszczalne warstwy czwartorzędu nakrywające te utwory [8]. Dla złoża Pomorzany i Olkusz zasilanie wodami opadowymi jest utrudnione z uwagi na występowanie nieprzepuszczalnej warstwy ilastych utworów kajpru i ma miejsce jedynie w rejonie okien erozyjnych i strefach kontaktów tektonicznych. Tak więc wody dopływające do wyrobisk kopalni Pomorzany i wschodniej części kopalni Olkusz są chemicznie mniej zanieczyszczone od wód obszaru kopalni Bolesław [7].

W miarę rozcinania wyrobiskami górniczymi kolejnych partii górotworu, nawet w warunkach normalnych występuje zmiana składu chemicznego wód podziemnych w postaci wzrostu zawartości siarczanów, wapnia, magnezu oraz metali. Całość tego procesu związana jest

z faktem wystawienia na procesy utleniania coraz to nowych partii odwodnionego złoża rudy Zn-Pb, przemywanego wodami opadowymi kumulującymi w sobie siarczany, cynk i ołów.

Dodatkowymi czynnikami stymulującymi jakość wód podziemnych są ogniska zanieczyszczeń w postaci [3, 4, 8]:

- wylewiska ługów posulfitowych w rejonie pustyni Błędowskiej,
- hałd i składowisk odpadów z procesu wydobycia i przerobu rudy Zn-Pb oraz hutniczego ich przetworzenia,
- składowisk odpadów komunalnych i lokalnych poprzemysłowych,
- zanieczyszczeń socjalno-bytowych i rolniczych.

6. Przewidywane zagrożenia, skutki ich wystąpienia oraz możliwości przeciwdziałania

6.1 Zanieczyszczenie związkami lignosulfonowymi [1, 2]

Wylewisko ługów posulfitowych Fabryki Celulozy i Papieru w Kluczach (obecnie International Paper's) zlokalizowane jest w północno-wschodniej części pustyni Błędowskiej, w dolinie rzeki Biała Przemsza, obejmując obszar o powierzchni 2 kilometrów kwadratowych przy rzędnej terenu +310 - +320 m n.p.m.

Zanieczyszczenie związkami ligosulfonowymi występuje w dyluwialnych utworach czwartorzędowych zbudowanych z piasków drobnych i średnich z przeławiceniami mułów, rumoszu wapiennego lub żwirów, o miąższości od 29,7 m na północy, do 52,2 m na południu i południowym-zachodzie (średnio 35 m). Koncentracja związków lignosulfonowych, cięższych od wody, nastąpiła w przyspągowej warstwie czwartorzędowego piętra wodonośnego. Spąg czwartorzędu zalegający na iłołupkach kajpru zapada w kierunku południowym, gdzie za Białą Przemszą rozpoczyna się zasypana dolina prakoryta tej rzeki (najniższa rzędna +266 m), w której na skutek wymycia izolujących utworów kajpru, dochodzi do bezpośredniego kontaktu czwartorzędowego i triasowego piętra wodonośnego, co z kolei umożliwia spływ związków lignosulfonowych do wyrobisk kopalni Pomorzany.

Występujące od lat siedemdziesiątych ubiegłego wieku zanieczyszczenie związkami lignosulfonowymi wymaga stałego utrzymywania sieci wyrobisk drenujących i odprowadzających zanieczyszczone wódy podziemne, kierowane do komory pomp przy szybie Dąbrówka, skąd kanałem o tej samej nazwie, poprzez odcinek rzeki Białej odprowadzane są do rzeki Białej Przemszy. Wody czyste kierowane do komór pomp przy szybach Chrobry i Bronisław poprzez kanał Południowy, uregulowane koryto rzeki Baby i rzekę Sztołę odprowadzane są również do Białej Przemszy.

Postępująca wraz z idącymi w kierunku północnym robotami górniczymi strefa przechodzenia związków lignosulfonowych do wód podziemnych dotychczas okonturowana została wyrobiskami o łącznej długości około 3,7 km. Koszt ich wykonania, w przeliczeniu na aktualne ceny jednostkowe usług górniczych wyniósł około 14,3 mln złotych.

Prowadzone od wielu lat, systematyczne badania wód kopalnianych, wód podziemnych w sieci piezometrów kontrolnych oraz znajomość przebiegu reakcji biochemicznego rozkładu związków lignosulfonowych upoważniają do sformułowania następujących stwierdzeń:

- obraz kształtowania się ogólnego ładunku związków lignosulfonowych w wodach kopalnianych wskazuje na wyczerpywanie się źródła zanieczyszczeń,

- spadek ładunku zanieczyszczeń wód kopalnianych lignosulfonianami jest przede wszystkim wynikiem procesu ich rozkładu w trakcie przepływu przez utwory triasu, gdzie dochodzi do utleniania silnie rozcieńczonych ich roztworów wodnych,
- nie istnieją obecnie,żadne znaczące ośrodki drenażu rejonu wylewiska poza systemem drenażu kopalni Pomorzany.

Aktualnie, dopływy wód zanieczyszczonych związkami lignosulfonowymi do strefy ich przechodzenia do wód koaplnianych wynoszą w granicach 50 – 60 m^3/min, przy średniej zawartości lignosulfonianów na poziomie 2,6 mg/dm^3. Daje to łączny ładunek zanieczyszczeń rzędu: 146 g/min lub 210 kg/dobę, czy też 76,8 tony/rok.

Wyniki obserwacji i pomiarów prowadzonych w trakcie drążenia wyrobisk przygotowawczych w górotworze dziewiczym dowodzą, że następuje wzrost dopływów do 20% obserwowanych w stanach ustabilizowanych.

Stąd też łączny dopływ wód zanieczyszczonych lignosulfonianami w strefie ich przechodzenia do wód kopalnianych osiągnie poziom 60 – 70 m^3/min przy równoczesnym wzroście zawartości i ładunku zanieczyszczeń.

Skażone wody dopływają do wyrobisk drenażowych z rejonu wylewiska strumieniem o szerokości 400 – 800 m przy obserwowanej, największej koncentracji stężenia lignosulfonianów w środkowym jego pasie. Tak więc w chwili obecnej, w tej strefie drążonych jest 6 wyrobisk drenażowych w odległości skrajnej od siebie wynoszącej 600 m, w kierunku północnym, na wybieg 300 m. Okres realizacji to lata 2002 – 2004.

Następnym etapem, realizowanym w latach 2005 – 2007 będzie wykonanie na wybiegu w kierunku północnym, kolejnych wyrobisk drenujących, zlokalizowanych w środkowym pasie strumienia wód zanieczyszczonych lignosulfonianami o długości znowu około 300 m, ku źródłu zanieczyszczenia.

Zarówno w obecnie realizowanym etapie pierwszym, jak i projektowanym etapie drugim, należy liczyć się z koniecznością poniesienia przez ZGH Bolesław nakładów finansowych rzędu 5 mln zł w każdym, na wykonanie zakresu robót górniczych drenażowych oraz koniecznością poniesienia kosztów odpompowania wód zanieczyszczonych lignosulfonianami wynoszących w skali miesiąca około 0,35 mln zł.

Szacuje się więc, że łączne koszty konieczne do poniesienia dla całkowitego zdrenowania źródła zanieczyszczenia lignosulfonianami jakim jest wylewisko ługów posulfitowych w rejonie pustyni Błędowskiej wyniosą:

- Etap I - drążenie około 600 mb wyrobisk drenażowych wyniesie około 2,5 mln zł,
  - odpompowanie zanieczyszczonych wód podziemnych wyniesie około 3,5 mln zł.
- Etap II - drążenie około 1200 mb wyrobisk drenażowych wyniesie około 5,0 mln zł,
  - odpompowanie zanieczyszczonych wód podziemnych wyniesie około 7,0 mln zł.

Tak więc, dla całkowitego wyeliminowania zanieczyszczenia wód podziemnych związkami lignosulfonowymi przed całkowitą likwidacją kopalń, ZGH Bolesław musi ponieść koszty w łącznej wysokości około 18 mln zł w latach 2003 – 2007.

5.2. Wyłączenie odwadniania podziemnego kopalni Bolesław [2, 3, 4, 5, 6]

Wyłączenie podziemnego systemu odwadniania wyrobisk kopalni Bolesław spowoduje zmiany warunków hydrodynamicznych i hydrochemicznych w tym rejonie w postaci:

- podniesienia się poziomu zwierciadła wód podziemnych do rzędnej około +270 m n.p.m.,
- wystąpienia zjawiska intensywnego przechodzenia do wód podziemnych produktów utleniania minerałów siarczkowych budujących złoże rudy cynkowo-ołowiowej.

Efektem tego, zanieczyszczone siarczanami oraz metalami (Zn, Pb, Fe, Mn, Cd) zmineralizowane i twarde (Ca i Mg) wody, kierować się będą z rejonu kopalni Bolesław w stronę sąsiedniego centrum drenażu, które stanowi system odwadniania kopalni Pomorzany, zlokalizowany o 80 m poniżej głównego poziomu wyrobisk zlikwidowanej kopalni Bolesław.

Zgodnie z wynikami przeprowadzonego modelowania hydrogeologicznego [4] koncentracja jonu SO_4 wzrośnie do 2000 mg/dm^3 wodach, które w całości spływając do kopalni Pomorzany spowodują wzrost zawartości siarczanów w wodach kopalnianych odprowadzanych szybem Dąbrówka do kanału o tej samej nazwie.

W stosunku do aktualnie pompowanych i odprowadzanych kanałem Dąbrówka wód kopalnianych zawierających około 200 mg/dm^3 nastąpiłby więc przyrost ładunku jonu siarczanowego o ponad 50 mg/dm^3, co spowodowałoby przekroczenie zawartości ustalonych w pozwoleniu wodnoprawnym na zrzut wód kopalnianych do tego kanału.

W świetle powyższego, dla ograniczenia do minimum ilości silnie zanieczyszczonych (2000 mg/dm^3) jonem siarczanowym wód podziemnych dopływających z rejonu zlikwidowanej kopalni Bolesław do wyrobisk drenażowych kopalni Pomorzany, opracowano koncepcję budowy lokalnego źródła depresji, zlokalizowanego na drodze przepływu najbardziej zanieczyszczonych wód podziemnych, w postaci ujęcia głębinowego w zaadaptowanej rurze szybowej zlikwidowanego szybu wydobywczego Mieczysław, kopalni Bolesław.

U podstaw tej koncepcji legły następujące założenia:

- najbardziej zdegradowane wody dopływające do rejonu podszybia szybu Mieczysław, niosące z sobą wysokie ładunki zarówno siarczanów jak i metali, związane są z technologicznym oddziaływaniem procesów hutniczych,
- dopływy silnie zdegradowanych chemicznie wód do rejonu podszybia szybu Mieczysław wahały się w czasie od 4 ÷ 6 m^3/min, osiągając w początkach XXI wieku około 4,5 m^3/min,
- poziom zwierciadła wód, w zależności od ilości pompowanych wód kształtował się będzie w interwale wysokościowym +265 ÷ +272 m n.p.m.,
- pompowane wody kopalniane po wykorzystaniu w procesach technologicznych huty Bolesław, zostaną oczyszczone w oczyszczalni ścieków przemysłowych i zrzucone do kanału Zachodniego w ilości średnio 4,5 m^3/ min.

6.3. Wyłączenie odwadniania podziemnego kopalni Olkusz [2]

W związku z obserwowanymi w trakcie budowy kopalni Olkusz wzmożonymi wypływami wód podziemnych w różnych poziomach kolejnych wyrobisk udostępniających:

- przekop główny (rejon osadników, poz. +238 m n.p.m.) – 45 m^3/min w kwietniu 1962 roku,
- przekop wschodni (czoło przodka, poz. +245 m n.p.m.) - 45 m^3/min w lipcu 1968 roku,
- przecznica polowa Nr 12 (czoło przodka, poz. +252 m n.p.m.) – 20 m^3/min w kwietniu 1994 roku.

Przeprowadzona została wszechstronna analiza warunków hydrogeologicznych, która ujawniła występowanie układu kawern i kanałów krasowych prowadzących wody podziemne na kierunku SE-NW, charakteryzującego się praktycznie brakiem zmiany ilości wód dopływających do zlewni przekopu wschodniego.

Stwierdzony kierunek przepływu wód podziemnych, związany jest z odpływem wód z utworów jurajskich zalegających w części wschodniej olkusko-bolesławskiego rejonu kruszconośnego, w kierunku zachodnim, ku wyerodowanemu prakorytu Przemszy, po stropie ilastych utworów kajpru. Fakt pojawienia się tych wód w utworach triasu, świadczy o ich

wlewaniu się poprzez okna erozyjne w utworach kajpru, z wodonośnego piętra czwartorzędowego.

Wyrobiska udostępniające kopalni Olkusz, w zasadzie wykonane w utworach wapienia gogolińskiego odbierają więc wody napływające głównie z kierunku wschodniego, ale i zachodniego po stropie nieprzepuszczalnych utworów zlepieńca permskiego. Zatrzymanie odwadniania podziemnego spowoduje więc, że odbudowywać się zacznie zbliżony do pierwotnego układ przepływu wód w górotworze tj. ku pradolinie Przemszy, z modyfikacjami związanymi z istnieniem czynnego systemu drenażu kopalni Pomorzany polegającymi na:

- przejęciu przez wyrobiska udostępniające złoże Olkusz - podpoziom dopływów z kierunku południowego,
- przejęciu dopływów z kierunku wschodniego i zachodniego przez układ wyrobisk w poziomie +236 m n.p.m. szybu Mieszko, oraz poprzez uskok główny Pomorzan przez wyrobiska związane z przekopami polowymi Nr 5, 6 i wschodni.

W przypadku przekopów polowych Nr 6 i wschodni grozi to degradacją wód kopalnianych wykorzystywanych dotychczas przez Stację uzdatniania Wody przedsiębiorstwa Wodociągów i Kanalizacji w Olkuszu jako wody surowe zdatne do celów pitnych.

Odbudowa zwierciadła wód podziemnych związana jest z wystąpieniem czynników wpływających negatywnie na ich jakość, powstałych wskutek procesów utleniania minerałów siarczkowych budujących złoże rudy cynkowo-ołowiowej w warunkach rozległej strefy aeracji wynikającej z głębokiego drenażu górniczego. Produkty intensywnej reakcji utleniania, przemywane napływającymi w kierunku wyłączonego centrum drenażu wodami podziemnymi powodują wzrost zawartości jonów wodorowych i w związku z tym spadek odczynu pH, a co za tym idzie tworzenie się kwaśnych roztworów w środowisku węglanowych skał wapienno-dolomitycznych pociągające za sobą wzrost zawartości siarczanów i metali w wodach podziemnych. Szacuje się, że w wodach przemywających rejony dokonanej eksploatacji zawartość siarczanów wzrośnie do 2500 mg/dm^3.

Do wyrobisk udostępniających złoże Olkusz o podpoziom dopłynie więc około 30,5 m^3/min wód zawierających około 1200 mg/dm^3 jonu SO_4, natomiast do zlewni przekopów polowych Nr 6 i wschodni około 43 m^3/min wód zawierających około 1000 mg/dm^3 siarczanów, związanych z wyłączeniem odwadniania kopalni Olkusz.

Uwzględniając wody czyste dopływające do zlewni przekopów polowych Nr 6 i wschodniego w ilości około 75 m^3/min zawierających około 80 mg/dm^3 jonu SO_4, otrzymamy, że wody z rejonu szybu Chrobry pompowane do kanału południowego w ilości około 150 m^3/min zawierać będą bez mała 600 mg/dm^3 siarczanów, przekraczając ponad dwukrotnie normę, wynoszącą dla wód pitnych 250 mg/dm^3. Tym samym wody dotychczas uznawane za nadające się po uzdatnieniu do celów pitnych, staną się nieprzydatnymi dla celów konsumpcyjnych.

6.4. Perspektywa wyłączenia odwadniania całego kompleksu górniczego

Przy obecnym stanie wiedzy odnośnie zasobów przemysłowych rudy cynkowo-ołowiowej eksploatacja kopalni Pomorzany prowadzona będzie do roku 2010 – 2012 [10]. Po zakończeniu wydobycia i całkowitej likwidacji kopalń ZGH Bolesław, związanej nierozerwalnie z całkowitym zatopieniem wyrobisk górniczych, w centralnej części połączonego leja depresji, wskutek wypełnienia wodą strefy aeracji, powstanie roztwór wodny o wysokich stężeniach: siarczanów (SO_4), magnezu (Mg), wapnia (Ca), żelaza (Fe), cynku (Zn) niektórych pierwiastków śladowych. Szacuje się, że w okresie wypełniania leja depresji

stężenie siarczanów osiągnie poziom 1200 – 1500 mg/dm^3 przy podwyższonej zawartości w/w składników mineralnych [9].

Pogorszenie jakości chemicznej wód podziemnych trwać będzie do momentu ustalenia się nowej równowagi hydrodynamicznej, by następnie w ciągu kilu do kilkunastu lat w trakcie procesu powolnej poprawy osiągnąć jakość zbliżoną do pierwotnych warunków naturalnych z okresu przed budową kopalń rudy Zn-Pb w tym rejonie.

Ten stan rzeczy spowoduje, że utracone zostaną dotychczasowe możliwości pozyskania wód kopalnianych do celów pitnych, na zaopatrzenie ludności i przemysłu rejonu olkuskiego.

Najbardziej niekorzystnie na wody triasowe oddziaływać będą:

- ciekłe odpady (ługi posulfitowe) z Fabryki Celulozy i Papieru w Kluczach wylewane na powierzchni piasków pustyni Błędowskiej w latach 1930 – 1980,
- składowiska odpadów poflotacyjnych pochodzące z procesu wzbogacania rudy cynkowo-ołowiowej,
- składowiska z hutniczego procesu ogniowego przerobu w piecach przewałowych utlenionych rud cynku (galmanów),
- składowisko odpadów komunalnych w południowej części odkrywki Ujków wykonane bez jakiegokolwiek zabezpieczenia podłoża zbudowanego z dolomitów kruszconośnych,
- zanieczyszczenia socjalno- bytowe i rolnicze związane z funkcjonowaniem aglomeracji miejskich i zabudowy wiejskiej,
- lokalne składowiska odpadów komunalnych i poprzemysłowych rozrzucone po całym obszarze leja depresji.

W świetle powyższego [11], dla zapewnienia źródła wód surowych zdatnych do celów pitnych po likwidacji całkowitej kopalń ZGH Bolesław proponowane jest dwuwariantowe rozwiązanie w postaci:

- wariant I - utrzymanie odwodnienia podziemnego kopalni Olkusz przy pompowaniu wód kopalnianych [9] w ilości przekraczającej 75 m^3/min,
- wariant II - wykonanie studni głębinowych we wschodniej części rejonu olkuskiego, o głębokości 150 – 200 m do utworów triasu, ujmujących dobrej jakości wody podziemne nie wymagające kosztownego procesu uzdatniania przed ich skierowaniem do odbiorców końcowych dla celów pitnych [9].

7. Podsumowanie

7.1. W zasięgu oddziaływania połączonego leja depresji kopalń ZGH Bolesław znalazły się tereny zanieczyszczone produktami działalności górniczo-przeróbczej i hutniczej, lokalne ogniska zanieczyszczeń związane z rolniczymi oraz socjalno-bytowymi aspektami działalności człowieka, a także wszelkiego rodzaju wysypiska i składowiska odpadów komunalnych i poprzemysłowych w większości niezabezpieczone przed infiltrującym oddziaływaniem czynników atmosferycznych.

7.2. Cechą charakterystyczną olkusko-bolesławskiego rejonu kruszconośnego jest występowanie połączeń hydraulicznych pomiędzy poszczególnymi piętrami wodonośnymi, pozwalające traktować je łącznie jako jedną całość, a co z tym związane na swobodne przemieszczanie się w/w zanieczyszczeń w kierunku centrum drenażu, kopalni Pomorzany.

7.3. Zagospodarowaniu górniczemu poddane zostało cztery spośród jedenastu udokumentowanych złóż rudy Zn-Pb tego rejonu, a podziemny drenaż górniczy kopalni

Bolesław, Olkusz i Pomorzany kształtuje warunki przepływu wód podziemnych w węglanowych utworach triasu.

7.4. Kopalnie ZGH Bolesław pompują łącznie 300 – 360 m^3 /min wód podziemnych w zależności od pory roku i intensywności zachodzących zjawisk atmosferycznych, których jakość zależna jest od układu ich krążenia i wymiany, stopnia zasilania infiltracyjnego, geochemii ośrodka skalnego oraz mineralogii związków metali budujących złoże rudy Zn-Pb. Dodatkowymi czynnikami zanieczyszczenia są ogniska wymienione w pkt 7.1.

7.5. Od lat siedemdziesiątych ubiegłego wieku występuje zanieczyszczenie wód podziemnych kopalni Pomorzany związkami lignosulfonowymi. Skażone wody dopływające z wylewiska w rejonie pustyni Błędowskiej strumieniem o szerokości 400 – 800 m ujmowane są wyrobiskami drenażowymi, wykonanymi specjalnie w tym celu. Dla całkowitego zdrenowania ładunku zanieczyszczeń lignosulfonianami przed likwidacją kopalni Pomorzany, prowadzi się roboty górnicze i planuje się ich dalsze prowadzenie w latach 2005 – 2007 w kierunku źródła zanieczyszczenia.

7.6. W ramach ochrony wód kopalni Pomorzany przed zanieczyszczeniem silnie zmineralizowanymi (siarczany, wapń, magnez, metale) wodami podziemnymi z rejonu zlikwidowanej kopalni Bolesław opracowano koncepcję budowy głębinowego ujęcia wód kopalnianych w rurze zlikwidowanego szybu Mieczysław, pompującego 4,5 m^3/min najbardziej zanieczyszczonych wód, związanych z procesami technologicznymi huty Bolesław.

7.7. Trwa proces likwidacji kopalni Olkusz z terminem jego zakończenia 31.12.2003 roku. Rozpatrywano możliwość wyłączenia jej odwadniania podziemnego. Skutkiem tego byłoby przejęcie przez wyrobiska udostępniające złoże Olkusz – podpoziom dopływów z kierunku południowego a z kierunku wschodniego i zachodniego przez wyrobiska zlewni przekopów polowych nr 6 i wschodni kopalni Pomorzany. Wody te silnie zanieczyszczone siarczanami, wapniem, magnezem i metalami spowodowałyby dyskwalifikację wód pompowanych z rejonu szybu Chrobry jak dotychczas wykorzystywanych po uzdatnieniu do celów pitnych. Stąd też decyzja, aby co najmniej do czasu prowadzenia wydobycia rudy Zn-Pb utrzymywać odwodnienie podziemne kopalni Olkusz.

7.8. Zasoby przemysłowe złoża Pomorzany i Olkusz-Podpoziom według dzisiejszego stanu wiedzy pozwolą na prowadzenie wydobycia do 2010 – 2012 roku. Po tym okresie całkowita likwidacja kopalń ZGH Bolesław wiązać się będzie z zatopieniem wyrobisk górniczych. Przewidywane zanieczyszczenie wód podziemnych spowoduje utratę dotychczasowych możliwości pozyskiwania wód kopalnianych do celów pitnych. Dla zapewnienia źródła wód surowych zdatnych do celów pitnych proponuje się dwa warianty rozwiązania w postaci:

I - utrzymania odwadniania podziemnego kopalni Olkusz przy pompowaniu ponad 75 m^3/min wód podziemnych,

II - wykonania studni głębinowych o głębokości 150 – 200 m do utworów triasu, we wschodniej części rejonu olkuskiego, ujmujących czyste wody nie wymagające uzdatnienia.

Literatura

[1] Włodarz B. 2001: Wprowadzenie do zagadnienia skażenia wód podziemnych kopalni Pomorzany ługami lignosulfonowymi. Praca niepublikowana.

[2] Włodarz B.2002: Ochrona wód podziemnych kopalń ZGH Bolesław. Praca niepublikowana.

[3] Motyka J., Włodarz B., Adamczyk Zb., 2001: Hydrogeologiczne uwarunkowanie budowy głębinowego ujęcia w szybie Mieczysław. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.

[4] Adamczyk A. F., Haładus A.,1992: Ekspertyza hydrogeologiczna dotycząca wpływu likwidacji kopalni Bolesław i projektowanych robót górniczych w kopalni Olkusz na ilość i jakość wód kopalnianych. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.

[5] Praca zbiorowa SITG Katowice 2002: Projekt techniczny zmiany sposobu odwadniania rejonu szybu Mieczysław kopalni Olkusz – Pomorzany. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.

[6] Motyka J., Włodarz B., Adamczyk Zb., 2002: Dokumentacja hydrogeologiczna zmian sposobu odwadniania rejonu szybu Mieczysław kopalni Olkusz-Pomorzany. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.

[7] Szczepański A. i inni, 1998: Dokumentacja hydrogeologiczna kopalni rud Zn-Pb Olkusz-Pomorzany. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.

[8] Lamberger M. i inni, 1996: Dokumentacja hydrogeologiczna złóż Zn-Pb obejmująca złoża Bolesław i Krzykawa – dla kopalni Bolesław w likwidacji. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.

[9] Motyka J. i inni, 2001 – 2002: Koncepcja możliwości, sposobu i zasad zaopatrzenia w wodę kopalnianą do celów pitnych po zakończeniu eksploatacji rud cynku i ołowiu w rejonie olkuskim. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.

[10] Ochab B., Włodarz B., Włodarczyk B.,2002: Górnictwo rud cynku i ołowiu w Polsce. Stan obecny i perspektywy.

[11] Motyka J., Włodarz B., Adamczyk Zb., 2002: Optymalny wariant zaopatrzenia w wodę rejonu olkuskiego, uwzględniający aspekty ekologiczne, ekonomiczne i społeczne wynikające z określonego przez ZGH Bolesław wariantu likwidacji kopalń rud cynku i ołowiu. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.

Protection of Underground Water in ZGH Bolesław Mines - attempt of potential exposures, identification

Abstract

Liquidation process of ZGH Bolesław Mines started in 1992 is connected with reconstruction of underground water-table. Underground water is exposed to contamination originated by the increased content of sulfates and metals caused by leaching of sulphide minerals oxidation material building the tin-lead ore deposit. Reconstruction process of water pressure and relations takes place in the conditions of infiltration of water from post-flotation settling ponds, and contamination of underground water with lignite-sulfone compounds.

The authors of this paper try to define exposures, results of such exposures and counteraction methods.

Recenzent: dr inz. Jacek Postawa

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 567–577

Bogusław OCHAB, Bogdan WŁODARZ
Zakłady Górniczo-Hutnicze Bolesław, Bukowno
e-mail bwlodarz@zghboleslaw.pl, tel. (0-32) 2955201

Zmiana sposobu odwadniania rejonu szybu Mieczysław kopalni Olkusz-Pomorzany

Słowa kluczowe

likwidacja kopalń - degradacja wód podziemnych - przeciwdziałanie rozprzestrzenianiu zanieczyszczeń

Streszczenie

Podczas likwidacji kopalni Bolesław trzykrotnie dochodziło do zatapiania odosobnionych zalegających poniżej głównego poziomu odwadniania rejonów wydobywczych Krzykawa, Ret i Podpoziom.

W lipcu 2002 roku wyłączono kolejną przepompownię.

Końcowy etap likwidacji, to całkowite wyłączenie odwadniania podziemnego i przejście na pompowanie wód kopalnianych w ilości 4,5 m^3/min z ujęcia głębinowego zabudowanego w rurze szybowej zlikwidowanego szybu Mieczysław.

Taki sposób odwadniania ma zapewnić ochronę sąsiedniego, zalegającego niżej centrum drenażu kopalni Pomorzany przed zanieczyszczeniem silnie zmineralizowanymi, zawierającymi podwyższone zawartości jonu SO_4 oraz metali wodami podziemnymi.

1. Wprowadzenie

Intensywny drenaż górniczy połączonych pięter wodonośnych: czwartorzędowego, jurajskiego i triasowego, doprowadził do powstania rozległego leja depresji, wspólnego dla wszystkich trzech kopalń olkusko-bolesławskiego rejonu kruszconośnego. Proces ten trwał od momentu uruchomienia odwadniania podziemnego kopalni Bolesław (1957 rok) poprzez budowę kopalni Olkusz i rozpoczęcie pompowania wód kopalnianych w roku 1962 oraz wejście wyrobiskami udostępniającymi w wodonośne utwory triasu pod koniec 1973 roku w trakcie budowy kopalni Pomorzany.

Podczas prowadzonej przez Zakłady Górniczo-Hutnicze Bolesław w Bukownie działalności wydobywczej wyczerpaniu uległy zasoby przemysłowe złoża Bolesław (31.12.1996 rok) oraz złoża Olkusz (31.12.2001 roku). Szacuje się według wiedzy na dzień dzisiejszy, że zasoby przemysłowe złoża Pomorzany oraz złoża Olkusz-Podpoziom stanowić będą bazę dla prowadzenia wydobycia rudy cynkowo-ołowiowej przez czynną kopalnię Pomorzany do roku 2010 – 2012.

Wyeksploatowane kopalnie Bolesław i Olkusz postawione zostały w stan likwidacji. Pierwsza z dniem 1 lipca 1992 roku, a druga z dniem 1 stycznia 1999 roku.

Likwidacja kopalń rud cynkowo-ołowiowych niezależnie od wypełniania i zabezpieczania płytko zalegających pod powierzchnię terenu wyrobisk górniczych i to zarówno eksploatacyjnych jak i chodnikowych znajdujących się w strefie oddziaływania dokonanej eksploatacji, sprowadza się w efekcie końcowym do wyłączenia systemów odwadniania podziemnego przy całkowitym zatopieniu wyrobisk i wypełnieniu wodami podziemnymi wszelkich pustek wcześniej odwodnionego górotworu, co powoduje:

- odbudowę zwierciadła wód podziemnych do stanu zbliżonego do naturalnego,
- zmiany składu chemicznego wód podziemnych na skutek wymywania i rozpuszczania produktów utleniania minerałów siarczkowych budujących złoże rudy Zn-Pb,
- negatywne oddziaływanie na środowisko naturalne w związku z objęciem procesem przemywania lokalnych, podpoziomowych, przypowierzchniowych ognisk zanieczyszczeń pochodzenia socjalno-bytowego, rolniczego oraz związanych z wszelkiego rodzaju składowiskami odpadów i nieczystości.

Wody podziemne pompowane z kopalń ZGH Bolesław charakteryzują się różnym stopniem zanieczyszczenia i przydatności dla celów przemysłowych i pitnych. Wody rejonu Bolsławia w sposób trwały zanieczyszczone produktami działalności górniczo-przeróbczej związanej z wydobyciem, płukaniem i wytopem ołowiu oraz wydobyciem i płukaniem utlenionych rud cynku (galmanów), czy też w okresie powojennym wydobyciem i flotacją siarczkowej rudy cynku (blendy) z nakładającym się, szkodliwym oddziaływaniem ubocznych skutków technologii hutniczych, stanowią zagrożenie dla wód czystych nadających się po uzdatnieniu do celów pitnych pompowanych z kopalni Olkusz oraz wschodniej części kopalni Pomorzany [1].

Podstawowym problemem staje się więc ochrona wód podziemnych rejonu Olkusza i Pomorzan pompowanych do kanału południowego na którym istnieje ujęcie Stacji Uzdatniania Wód Przedsiębiorstwa Wodociągów i Kanalizacji Olkusz, a w następnej kolejności ujęcie wód pitnych na rzece Sztole w miejscowości Ryszka – Maczki.

Celem ograniczenia skutków negatywnego oddziaływania ognisk zanieczyszczeń (poprzemysłowych i socjalno-bytowych) koniecznym stało się stworzenie i utrzymanie lokalnego drenażu w rejonie zlikwidowanej kopalni Bolesław w postaci studni głębinowej w rurze zlikwidowanego szybu wydobywczego Mieczysław o średniej wydajności 4,5 m^3/min pompowanych wód podziemnych [1, 2].

2. Warunki hydrogeologiczne [2, 6]

W obszarach górniczych Bolesław i Krzykawa wydzielić można trzy piętra wodonośne czwartorzędowe, triasowe i dewońskie.

Czwartorzędowe piętro wodonośne budują osady rzeczno-lodowcowe wypełniające doliny rzek oraz głębokich wcięć erozyjnych, w postaci piasków średnio i drobnoziarnistych z wkładkami żwirów, rumoszy, iłów, glin i pyłów. Osady piętra czwartorzędowego zasilają opady atmosferyczne oraz częściowo infiltracja wód nadosadowych ze stawów osadowych odpadów poflotacyjnych. Utwory czwartorzędowe są odwodnione na skutek wytworzonego przez system odwadniania kopalń ZGH Bolesław połączonego leja depresji, jak również w wyniku eksploatacji piasków prowadzonej przez kopalnię Szczakowa.

Triasowe piętro wodonośne tworzą różne odmiany węglanowych skał dolnego i środkowego triasu o profilu:

- środkowy wapień muszlowy:
  - margliste dolomity warstw tarnowickich,
  - dolomity diploporowe,

- dolny wapień muszlowy:
  - dolomity kruszconośne,
  - wapienie warstw ktg i gogolińskich,
- górny pstry piaskowiec:
  - dolomity retu,
- niższy i środkowy pstry piaskowiec.

Decydujące znaczenie mają dolomity diploporowe i kruszconośne stanowiąc o zasobności zbiornika triasowego, a charakteryzują je: duża porowatość, liczne spękania oraz stopień kawernowania. Miąższość osadów triasowego piętra wodonośnego zależna jest od tektoniki i zaawansowania procesów erozyjnych, przy czym maksymalne wartości osiąga w Bolesławskim rowie tektonicznym (100 – 150 m) a minimalne w obrębie pradoliny Przemszy od kilkunastu metrów nawet do całkowitego ich wyerodowania.

Dewońskie piętro wodonośne buduja wapienie i dolomity głównie środkowego a częściowo górnego dewonu, stwierdzone otworami wiertniczymi we wschodniej części obszaru górniczego Bolesław. Występują pod węglanowymi utworami triasu, lub cienką, kilkumetrową pokrywą zlepieńców permskich.

Lokalnie występują bezpośrednio pod utworami czwartorzędowymi w obrębie pradoliny Przemszy. Pod względem hydrogeologicznym nierozpoznane. Przeważającą część OG Bolesław i Krzykawa pokrywają zlepieńce permu traktowane jako praktycznie nieprzepuszczalne, które warstwami dochodzącymi do kilkuset metrów miąższości oddzielają piętra wodonośne triasowe i paleozoiczne (dewonu i karbonu).

Na obszarze złoża Bolesław piętro czwartorzędowe jest praktycznie osuszone, mogą jedynie występować wody zawieszone. Zwierciadło wody w piętrze triasowym ulega stopniowemu podnoszeniu w związku z wyłączeniem z dniem 1 lipca 2002 roku tymczasowej przepompowni w przekopie Dąbrówka stabilizującej do tego momentu zwierciadło wód na najniższej rzędnej +250 m n.p.m.

Na obszarze złoża Krzykawa piętro czwartorzędowe praktycznie nie występuje. Warstwy lessów i glin pylastych mogą zawierać szczątkowe formy wody zawieszonej. Piętro triasowe obejmuje cały profil wapienia muszlowego oraz retu w którym zwierciadło wód podziemnych uległo obniżeniu do rzędnej +260 – +270 m n.p.m. na skutek drenującego oddziaływania systemu wyrobisk odwadniających kopalni Pomorzany wykonanych na rzędnej +180 m n.p.m.

3. Drenaż wód podziemnych w rejonie szybu Mieczysław [1]

W warunkach naturalnych drenaż wód podziemnych odbywał się za pośrednictwem Białej Przemszy i jej dopływów. Budowa systemu sztolni odwadniających w drugiej połowie XVI wieku doprowadziła do zaburzenia pierwotnego układu stosunków wodnych we wszystkich piętrach wodonośnych obejmujących obszar obecnego złoża Bolesław.

Sztolnie wybudowane w granicach rzędnej +300 – +310 m n.p.m. spowodowały obniżenie zwierciadła wód podziemnych o kilkanaście metrów umożliwiając eksploatację płytko zalegających gniazd błyszczu ołowiu, a następnie utlenionej rudy cynku tzw. galmanu.

Dziewiętnastowieczne kopalnie obniżyły poziom swego drenażu lokalnie do rzędnej +285 m (kopalnia Bolesław) i +265 m (kopalnia Ulisses) odprowadzając łącznie w granicach 30 m^3/min wód podziemnych.

Drenaż wyrobiskami podziemnymi nowowybudowanej kopalni Bolesław osiągnął górną granicę 40 m^3/min wód kopalnianych odprowadzanych sztolnią południową z szybu Mieczysław do rzeki Sztoły.

W miarę upływu czasu, dopływy systematycznie maleją stabilizując się w końcu lat dziewięćdziesiątych ubiegłego stulecia na poziomie 7 m^3/min (okresowo na skutek intensywnych opadów do 12 m^3/min).

Odwadnianie kolejno udostępnianych partii złoża rudy cynkowo – ołowiowej, w tym tych zalegających poniżej podstawowego układu wyrobisk wykonanego na rzędnej +265 ÷ +270 m n.p.m. pociągało za sobą konieczność budowy lokalnych pompowni wód podziemnych:

- dla podpoziomu +245 m n.p.m. – poziomowa komora pomp odprowadzająca na początku lat sześćdziesiątych ubiegłego wieku do 24 m^3/min wód pochodzących z dopływu naturalnego,
- dla rejonu zalegania rudy cynkowo – ołowiowej w utworach retu – przepompownia wód dołowych, początkowo z poziomu +225 m, a następnie w miarę wybierania kolejnych warstw eksploatacyjnych z poziomu +231 m n.p.m. przerzucająca wody na poziom +245 m do poziomej komory pomp,
- dla udostępnionej, górnej partii fragmentu złoża Krzykawa – lokalna przepompownia na rzędnej +261 m przerzucająca wody na poziom podstawowy udostępnienia + 270 chodnika wodnego północnego.

Przepompownia w rejonie eksploatacyjnym RET, wybudowana w roku 1986, odprowadzała średnio 2,5 m^3/min wód z dopływu naturalnego. Likwidację pompowni prowadzono w okresie od 20 do 27 maja a zatapianie wyrobisk tego rejonu w czasie od 27 maja do 9 czerwca 1997 roku (13 dni).

Rejon eksploatacyjny Krzykawa odwadniała przepompownia wybudowana w roku 1987, odprowadzająca dopływy naturalne wynoszące 0,3 m^3/min. Tak niskie dopływy, w stosunku do innych rejonów kopalni Bolesław spowodowane były występowaniem nad utworami węglanowymi triasu ciągłej warstwy ilastych utworów kajpru o właściwościach izolujących.

Likwidację pompowni przeprowadzono w dniach od 2 lipca do 4 sierpnia 1997 roku. Zatapianie wyrobisk górniczych wraz z procesem odbudowy równowagi wodnej w odwodnionych utworach triasu trwało bez mała dwa lata, po którym to okresie woda z rejonu Krzykawa swobodnym strumieniem zaczęła spływać do poziomowej komory pomp podpoziomu +245 m.

Poziomowa komora pomp dla odwadniania podpoziomu +245 m wykonana została w roku 1959 funkcjonując nieprzerwanie do roku 1997, w którym pompy stacjonarne zdemontowano zastępując je pompami zatapialnymi firmy FLYGHT. Równocześnie, z uwagi na konieczność utrzymania połączenia transportowo – wentylacyjnego pomiędzy rejonem szybu Mieczysław, a rejonem szybu Dąbrówka w postaci przekopu Dąbrówka, wybudowana została w tym wyrobisku nad przekopem zachodnim, na rzędnej +251,62 m n.p.m. tymczasowa przepompownia przesyłająca wody podziemne rurociągiem Ø300 mm o długości ok. 1150 m do chodnika wodnego Nr 3 a nim pod komorę pomp głównego odwadniania przy szybie Mieczysław.

Tymczasowa przepompownia zabezpieczała przed zatopieniem przekop Dąbrówka w części zalegającej poniżej głównego chodnika wodnego usytuowanego na rzędnej +264 m oraz pozwalała na całkowitą likwidację poziomowej komory pomp dla podpoziomu +245 m.

Demontaż komory pomp w podpoziomie + 245 m wykonano w czerwcu 1998 roku, a zatapianie wyrobisk realizowano w miesiącach lipcu i sierpniu przez 41 dni.

Od tego momentu aż do lipca 2002 roku funkcjonował układ odwadniania podziemnego w postaci przepompowni w przekopie Dąbrówka oraz komory pomp głównego odwadniania przy szybie Mieczysław, dostarczając 10 – 11 m^3/min wód kopalnianych do celów przemysłowych wydziałów huty cynku Bolesław.

4. Zmiana sposobu odwadniania

W związku z likwidacją kopalni Bolesław wyłączane są lokalne pompownie wód podziemnych aż do całkowitego zaprzestania ich pompowania z komory pomp głównego odwadniania zlokalizowanej przy szybie Mieczysław. Proces ten rozpoczęty w maju 1997 roku obejmuje zatopienie niżej zalegających rejonów eksploatacyjnych: Ret, Krzykawa, Podpoziom. Na wyłączenie tymczasowej przepompowni w przekopie Dąbrówka oraz komory pomp głównego odwadniania przy szybie Mieczysław przyszło jednak poczekać aż do roku 2002, w którym to na skutek prowadzonych prac modernizacyjnych, elektroliza cynku huty Bolesław wdrożyła zamknięty układ chłodzenia, eliminujący dostawy wód kopalnianych [1].

Wyłączenie całkowite odwadniania podziemnego w rejonie szybu Mieczysław zlikwidowanej kopalni Bolesław doprowadzi do zmiany warunków hydrodynamicznych w jego otoczeniu.

Zmiany układu zwierciadła wód podziemnych powodować będą przepływ strumienia wód podziemnych z tego rejonu do sąsiednich, niżej zlokalizowanych centrów drenażu. Wody te zanieczyszczone głównie siarczanami zawierać będą również ponadnormatywne zawartości jonów metali: cynku Zn, ołowiu Pb, żelaza Fe, manganu Mn, kadmu Cd, stanowiąc zagrożenie dla czystości wód podziemnych [2].

Celem ograniczenia tych negatywnych skutków oddziaływania stwierdzonych ognisk zanieczyszczeń na czyste wody podziemne po zlikwidowaniu kopalni Bolesław, planowano budowę ujęcia głębinowego w rejonie eksploatacyjnym Ret stanowiącym wcześniej najniższy poziom odwadniania +225 m n.p.m. Jednakże ze względów zarówno ekonomicznych, technicznych jak i formalno-prawnych odstąpiono od realizacji gotowego już projektu studni głębinowych na rzecz budowy ujęcia głębinowego w zaadaptowanej rurze likwidowanego szybu Mieczysław.

4.1 Likwidacja przepompowni w przekopie Dąbrówka

Likwidacja tej przepompowni stanowiła pierwszy etap całkowitego wyłączenia odwadniania podziemnego w rejonie szybu Mieczysław zlikwidowanej kopalni Bolesław. Fakt wyłączenia przepompowni poprzedziło wykonanie:

- przegrody wodno – wentylacyjnej w przekopie Dąbrówka celem odcięcia możliwości swobodnego przepływu wód podziemnych pełnym przekrojem tego wyrobiska w kierunku wyrobisk (upadowa transportowa Franciszek) kopalni Pomorzany,
- otworu spustowego o średnicy 150 mm z przekopu Dąbrówka do chodnika wodnego komory pomp głównego odwadniania przy szybie Dąbrówka kopalni Pomorzany, na wypadek infiltracji na tym kierunku wód podpiętrzonych na przegrodzie wodno-wentylacyjnej, które gromadząc się na spągu przekopu Dąbrówka za przegrodą mogłyby zagrozić prawidłowej eksploatacji upadowej Franciszek, stanowiącej drogę przejazdu maszyn samojezdnych, łączącą powierzchnię z dołowymi wyrobiskami kopalni Pomorzany.

Przegrodę wodno-wentylacyjną wykonało Przedsiębiorstwo PEBEKA S.A. w miesiącach kwiecień – maj 2002 roku w oparciu o projekt wykonany przez zespół pod kierownictwem dr inż. T. Rembielaka z AGH w Krakowie. Konstrukcja przegrody uwzględniała możliwość całkowitego zatopienia wyrobisk zlikwidowanej kopalni Bolesław oraz odbudowę zwierciadła wód podziemnych do poziomu powierzchni nadległego terenu, a zaprojektowana została na ciśnienie hydrostatyczne 64,5 m słupa wody [4].

Otwór spustowy zaprojektowano dla 2,0 m^3/min infiltrujących wód podpiętrzonych za przegrodą wodno-wentylacyjną przyjmując jego średnicę po zarurowaniu na 150 mm, ko-

niecznym z uwagi na częściowy jego przebieg w utworach permu pomiędzy rzędnymi głębokości +259 m i +180 m n.p.m. [4]. Otwór spustowy wykonało przedsiębiorstwo DALBIS w maju 2002 roku.

Wyłączenie tymczasowej przepompowni na poziomie +250 m n.p.m. w przekopie Dąbrówka nastąpiło w dniu 1 lipca 2002 roku.

4.2. Wyłączenie odwadniania podziemnego rejonu szybu Mieczysław zlikwidowanej kopalni Bolesław

System odwadniania podziemnego rejonu szybu Mieczysław obejmował w ostatnim okresie chodniki wodne nr 1 i 2 oraz pompownię główną zlokalizowaną przy tym szybie, której zdolność pompowania wynosiła 81,3 m^3/min przy całkowitym dopływie wynoszącym około 11,3 m^3/min w I kwartale 2002 roku.

Wyłączenie odwadniania podziemnego poprzedziło wybudowanie głębinowego ujęcia wód podziemnych w zaadaptowanej rurze szybowej likwidowanego szybu Mieczysław. Wykonawcą instalacji ujęcia głębinowego było przedsiębiorstwo PRG Chrzanów w oparciu o projekt techniczny zmiany sposobu odwadniania rejonu szybu Mieczysław opracowany przez Zespół Rzeczoznawców Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa w Katowicach w kwietniu 2002 roku

Zakres robót likwidacyjno-adaptacyjnych budowy głębinowego ujęcia wód kopalnianych obejmował w szczególności: [5]

- przygotowanie dróg spływu wód na poziom +264 m,
- zabudowę rurociągów osłonowych ciągów pompowych oraz sond pomiarowych w zlikwidowanym wcześniej wschodnim przedziale szybu Mieczysław,
- zabudowę konstrukcji wsporczej dla korka betonowego nad podszybiem zlikwidowanego szybu,
- wykonanie korka betonowego o wysokości 4,0 m,
- zatrzymanie pracy pompowni stacjonarnej po uruchomieniu pomp głębinowych,
- zabudowę tam odcinających wyrobiska od rury szybowej na rzędnych +273,50 m oraz +304,85 m,
- wykonanie zasypu i zamknięcie rury szybowej płytą żelbetową na zrębie.

Wyłączenie odwadniania podziemnego nastąpiło w dniu 9 grudnia 2002 roku, z chwilą uzyskania ustabilizowanej pracy dwóch pomp zatapialnych, zainstalowanych w ujęciu głębinowym, o wydajności nominalnej 4,5 m^3/min każda.

5. Prognozowany stan hydrodynamiczny

Ogólnie przyjętym w ocenie hydrogeologicznej jest przekonanie o izolującym charakterze utworów wapienia gogolińskiego występujących na całym obszarze złoża Bolesław i Krzykawa które podścielają dolomity kruszconośne, a w rejonie pradoliny Przemszy nawet utwory czwartorzędowe. Po stropie wapienia gogolińskiego następuje więc generalnie zasilanie z kierunku południowego i zachodniego w związku z naturalnym ukształtowaniem warstw stratygraficznych.

Jednakże warunki przepływu wód podziemnych w węglanowych utworach triasu kształtuje przede wszystkim głęboki drenaż górniczy sąsiadujących ośrodków, w postaci wyrobisk kopalń Pomorzany i Olkusz. Podziemny wododział pomiędzy kopalniami Bolesław i Olkusz wy-

znacza podwyższone zwierciadło wód związanych z procesami infiltracji wód nadosadowych do podłoża stawów osadowych odpadów poflotacyjnych, natomiast wododział pomiędzy kopalnią Bolesław a Pomorzany stanowił od początku uskok główny Pomorzany biegnący na kierunku zbliżonym do wschodnio – zachodniego w północnej części OG. Bolesław.

Taki układ ośrodków drenażu i stref wododziałowych między nimi sprawia, że główny strumień wód podziemnych posiada kierunek przepływu z południa i południowego zachodu ku północy [6].

Od drugiej połowy 1997 roku w rejonie szybu Mieczysław zlikwidowanej kopalni Bolesław rośnie poziom zwierciadła wód podziemnych na skutek stopniowego wyłączania kolejnych pompowni lokalnych, w połączeniu w okresowymi natężeniami opadów atmosferycznych.

Wyłączenie w lipcu tymczasowej przepompowni w przekopie Dąbrówka, oraz komory pomp głównego odwadniania przy szybie Mieczysław w grudniu 2002 roku, skutkowc będzie zmniejszeniem zasięgu oddziaływania nowego systemu pompowania wód kopalnianych w postaci ujęcia głębinowego w szybie Mieczysław, a w związku z tym podniesieniem się zwierciadła wód podziemnych w rejonie tego szybu. Zasięg odwadniania ograniczają:

- od zachodu – uskok przebiegający na kierunku zbliżonym do północno-południowego od południowych krańców miejscowości Wodąca do uskoku głównego Pomorzan,
- od południa – wychodnie utworów permskich,
- od wschodu – pradolina Przemszy w której występuje podwyższone zwierciadło wód podziemnych wskutek infiltracji wód z czynnych stawów osadowych odpadów poflotacyjnych,
- od północy – strefa uskoku głównego Pomorzan.

Zgodnie z wynikami przeprowadzonego modelowania hydrogeologicznego [3], zwierciadło wód podziemnych po całkowitym wyłączeniu odwadniania podziemnego, ustabilizuje się na rzędnej +270 m.

Czynnikiem ograniczającym możliwości podnoszenia się tego zwierciadła w górotworze jest ośrodek drenażu, zlokalizowany o 80 m poniżej wyrobisk rejonu szybu Mieczysław system odwadniania kopalni Pomorzany.

Przypuszcza się, że po okresie zatapiania wyrobisk rejonu szybu Mieczysław zlikwidowanej kopalni Bolesław, zwierciadło wody ustabilizuje się na rzędnej w interwale +270 do +275 m z wydzieleniem stref zauważalnego jego obniżenia +262 do +272 m w sąsiedztwie samego ujęcia głębinowego w zlikwidowanym szybie na południu, oraz +260 m na północy w rejonie oddziaływania przegrody wodno – wentylacyjnej i wyrobisk górniczych po stronie jej zwierciadła swobodnego.

6. Przewidywana jakość wód podziemnych

W początkowej fazie podnoszenia się zwierciadła wód podziemnych nastąpi znaczący wzrost stężenia siarczanów spowodowany rozpuszczaniem produktów utlenienia siarczków metali budujących złoże rudy Zn-Pb, szczególnie pirytu i markazytu. Doświadczenia związane z zatapianiem wyrobisk rejonu Ret (+225 m) i Podpoziom (+245 m)wskazują, że stężenie siarczanów początkowo wyraźnie wzrasta, aby następnie stopniowo zmniejszać się.

Przywołane przypadki dokumentują wzrost stężeń z poziomu 700 – 1100 mg/dm^3 do 1960 mg/dm^3 (maksymalnego) a następnie w okresie niepełnego roku w granicach 1000 – 1300 mg/dm^3, by po upływie tego okresu zmniejszyć się do wielkości 500 – 900 mg/dm^3 (średnio

700). Chwilowe wzrosty stężenia siarczanów, spowodowane intensywną infiltracją opadów atmosferycznych (ulewy, roztopy) sięgały 1300 – 1400 mg/dm^3 [6].

Na bazie powyższych doświadczeń można zatem przypuszczać,że wypełnianiu strefy aeracji towarzyszyć będzie wzrost zawartości siarczanów do 1500 – 2000 mg/dm^3, malejący po upływie kilku następnych miesięcy, po ustabilizowaniu się nowych warunków hydrodynamicznych.

Zmiana poziomu stężeń siarczanów, zbliżona będzie najprawdopodobniej do przebiegu krzywej logarytmicznej, w związku z czym po osiągnięciu swego maksimum w ciągu następnego roku zmniejszy się do 500 – 900 mg/dm^3, a w dalszej perspektywie czasowej utrzymywać się będzie w okresie kolejnych kilku lat w podobnym przedziale wartości, z wyraźnie zaznaczoną tendencją spadkową.

Ze wzrostem koncentracji siarczanów związany jest również wzrost zawartości jonów wapnia i magnezu, a zawartość metali osiągnie poziom zazwyczaj przekraczający normatywy dla wód pitnych, stąd też wody pompowane z ujęcia głębinowego w zlikwidowanym szybie Mieczysław nie będą nadawać się (bez uzdatnienia) do innych celów niż przemysłowe.

Pompowane wody kierowane będą do oczyszczalni ścieków przemysłowych, a następnie zrzucane do kanału Zachodniego, skąd strumieniem Warwas trafią do rzeki Białej Przemszy.

7. Zmiany w otoczeniu zlikwidowanego szybu Mieczysław

Utwory czwartorzędowe zalegają płatami na pofalowanym stropie warstw triasowych zapadających wraz z utworami permu, łagodnie w kierunku północno-zachodnim pod kątem 3-5°. Przez szyb przebiega jeden z licznych uskoków tej strefy, przecinając go w przedziale głębokości 56 – 65 m a jego zrzut wynosi 15 m.

Do głębokości około 56 m (+270,4 m) zalegania stropu warstw utworów permskich, górotwór wokół szybu jest odwodniony, a większość dopływów pochodzących z infiltracji opadów atmosferycznych przejmują wyrobiska dawnej kopalni galmanu Jerzy, położone na rzędnej +280 m i powyżej, odległe o 50 m na zachód od szybu oraz wyrobiska dawnej kopalni galmanu Bolesław na poziomie +270 m, przejmujące w odległości około 30 m na północny – wschód od szybu napływające wody podziemne.

Pierwotny poziom wód gruntowych w otoczeniu szybu Mieczysław utrzymywał się na rzędnej +310 – +320 m n.p.m.

Zgodnie z wynikami badań modelowych [3] przeprowadzonych w roku 1992, z chwilą wyłączenia odwadniania podziemnego rejonu szybu Mieczysław zwierciadło wód podziemnych osiągnie rzędną +270 m n.p.m, a możliwości jego podwyższenia ograniczać będą głębokie ośrodki drenażu w postaci czynnych systemów odwadniania kopalń Pomorzany i Olkusz.

Stabilizacja zwierciadła wód podziemnych na rzędnej +270 m modyfikowana będzie pracą głębinowego ujęcia w szybie Mieczysław oraz istnieniem centrum drenażu kopalni Pomorzany. Wystąpią nieznaczne zmiany kierunków przepływu wód oraz nieznaczny wzrost wydajności wycieków w przekopie główny, chodniku wentylacyjnym przy szybie Mieszko kopalni Pomorzany, a także w wyrobiskach złoża Olkusz – podpoziom.

Podniesienie się zwierciadła wody nie wpłynie na zmianę stosunków wodnych na powierzchni, nie spowoduje powstania możliwości podtopień terenu jak również nie wpłynie na jakość wód pompowanych studniami w rejonie olkuskim.

W podsumowaniu, zmiana sposobu odwadniania z podziemnego na ujęcie głębinowe, nie spowoduje zagrożenia wodnego dla czynnych wyrobisk górniczych oraz powierzchni terenu w otoczeniu zlikwidowanego szybu Mieczysław.

8. Monitoring wód podziemnych

Stopniowe wyłączanie lokalnych systemów odwadniania, aż do całkowitego zaprzestania odwadniania podziemnego rejonu szybu Mieczysław, zmieniło warunki hydrauliczne i hydrochemiczne skutkując uformowaniem się nowego układu hydrodynamicznego.

Z uwagi na brak możliwości precyzyjnego określenia zmian hydrochemicznych w wodach rejonu szybu Mieczysław i ich oddziaływania na dalsze otoczenie, obejmujące również kopalnię Pomorzany i Olkusz, niezbędne jest prowadzenie monitoringu wód podziemnych, dostosowanego do intensywności mogących zachodzić zjawisk hydrochemicznych.

W oparciu o prowadzoną analizę hydrodynamiczną i hydrochemiczną zlewni rejonu szybu Mieczysław, ustalono kwartalną częstotliwość prowadzonego monitoringu. Lokalną sieć monitoringu wód podziemnych w rejonie ujęcia głębinowego wód kopalnianych w zlikwidowanym szybie Mieczysław stanowi 11 piezometrów oraz jedna studnia głębinowa. Otwory te zaprojektowane i wykonane na głównych kierunkach przepływu wód podziemnych pozwalają na określenie:

- rzędnej zwierciadła wód podziemnych,
- zmian kierunków przepływu wód,
- jakości dopływających do rejonu szybu Mieczysław, jak i odpływających w stronę rejonu Pomorzany wód podziemnych.

9. Podsumowanie

9.1. Likwidacja kopalń rud cynkowo – ołowiowych w efekcie końcowym sprowadza się do wyłączenia ich systemów odwadniania podziemnego co skutkuje całkowitym zatopieniem wyrobisk i odbudową zwierciadła wód podziemnych do warunków zbliżonych do naturalnych, pociągającym za sobą zmiany składu chemicznego tych wód powodowane rozpuszczaniem produktów utleniania minerałów siarczkowych budujących złoże rudy cynkowo-ołowiowej, a także negatywne oddziaływanie na środowisko naturalne w związku z objęciem strumieniem wód lokalnych przypowierzchniowych ognisk zanieczyszczeń pochodzenia socjalno-bytowego, rolniczego oraz wszelkiego rodzaju składowisk i nieczystości

9.2. Na obszarze złoża Bolesław wodonośne piętro czwartorzędowe jest praktycznie osuszone. Zwierciadło wód podziemnych w piętrze triasowym ulega ciągłemu podnoszeniu w związku z systematycznym, trwającym od 1997 roku, stopniowym wyłączaniem lokalnych pompowni wód podziemnych. Aktualnie rzędna zwierciadła wód kształtuje się na poziomie +260 m n.p.m.

Na obszarze złoża Krzykawa piętro czwartorzędowe praktycznie nie występuje. Zwierciadło wód podziemnych w utworach triasu kształtowane jest przez system odwadniania kopalni Pomorzany a jego rzędna waha się w granicach +260 do +270 m n.p.m.

9.3. Całkowite wyłączenie odwadniania podziemnego w rejonie szybu Mieczysław zlikwidowanej kopalni Bolesław doprowadzi do zmian hydrodynamicznych i hydrochemicznych

w jego otoczeniu. Wody podziemne w wyniku przemywania produktów utleniania minerałów siarczkowych budujących złoże rudy cynkowo – ołowiowej zanieczyszczone zostaną głównie siarczanami oraz ponadnormatywnymi zawartościami jonów metali: cynku Zn, ołowiu Pb, żelaza Fe, manganu Mn, kadmu Cd, przy wzroście ich twardości w związku z przechodzeniem do roztworu wodnego jonów wapnia i magnezu.

9.4. Dla ograniczenia negatywnych skutków oddziaływania zanieczyszczeń strumienia wód podziemnych skierowanego w stronę sąsiednich centrów drenażu, kopalni Pomorzany i Olkusz, zaprojektowano w rurze szybowej zlikwidowanego szybu Mieczysław głębinowe ujęcie wód kopalnianych pompujące z wydajnością do 4,5 m^3/min najbardziej zanieczyszczone wody pochodzące z procesu technologicznego huty Bolesław.

9.5. Zaplanowano dwuetapowe wyłączenie systemu odwadniania podziemnego rejonu szybu Mieczysław. Etap pierwszy to wyłączenie tymczasowej przepompowni w przekopie Dąbrówka poprzedzone wybudowaniem przegrody wodno wentylacyjnej oraz otworu spustowego w tym wyrobisku, co zostało zrealizowane w miesiącach IV – VI 2002 roku. Etap drugi to budowa głębinowego ujęcia w połączeniu z likwidacją rury szybu Mieczysław, a w efekcie wyłączenie stacjonarnej komory pomp głównego odwadniania, co zostało zrealizowane w miesiącach XI – XII 2002 roku.

9.6. Zgodnie z wynikami modelowania hydrogeologicznego (Adamczyk, Haładus 1992) zwierciadło wód podziemnych po całkowitym wyłączeniu odwadniania podziemnego ustabilizuje się na rzędnej +270 m n.p.m., a po okresie zatapiania wydzielą się dwie strefy zauważalnego jego obniżenia, w sąsiedztwie samego ujęcia głębinowego (na południu) w interwale +262÷272 m, oraz +260 m na północny w rejonie oddziaływania przegrody wodno – wentylacyjnej i wyrobisk górniczych po stronie jej zwierciadła swobodnego.

9.7. Z uwagi na wzrost koncentracji siarczanów, jonów wapnia i magnezu, a także ponadnormatywną zawartość metali przekraczającą dopuszczalną dla wód pitnych, pompowane wody nie nadają się (bez uzdatnienia) do celów innych niż przemysłowe. Stąd też kierowane są do oczyszczalni ścieków przemysłowych, a następnie zrzucane do kanału zachodniego, skąd strumieniem Warwas trafiają do rzeki Białej Przemszy.

9.8. Stabilizacja zwierciadła wód podziemnych w otoczeniu zlikwidowanego szybu Mieczysław modyfikowana będzie pracą głębinowego ujęcia wód kopalnianych pracującego w tym szybie oraz pracą czynnego systemu odwadniania kopalni Pomorzany. Wystąpią nieznaczne zmiany kierunków przepływu wód podziemnych oraz niewielki wzrost wydajności wycieków w przekopie głównym i chodniku wentylacyjnym przy szybie Mieszko kopalni Pomorzany, a także w wyrobiskach złoża Olkusz-Podpoziom. Wielkości te stanowić będą jedynie niewielką część procenta w stosunku do ilości globalnej pompowanych wód kopalnianych, bez większego znaczenia dla ich dotychczasowej jakości.

9.9. Podniesienie się zwierciadła wód podziemnych do rzędnej +270 m nie wpłynie na zmianę stosunków wodnych na powierzchni, nie spowoduje możliwości wystąpienia podtopień terenu jak również nie wpłynie na jakość wód pompowanych ujęciami studziennymi w rejonie olkuskim. Zmiana sposobu odwadniania z podziemnego na ujęcie głębinowe nie spowoduje zagrożenia wodnego dla czynnych wyrobisk górniczych oraz powierzchni terenu w otoczeniu zlikwidowanego szybu Mieczysław.

9.10. Z uwagi na brak możliwości precyzyjnego określenia skali zmian hydrochemicznych zlewni rejonu szybu Mieczysław i ich oddziaływania na dalsze otoczenie obejmujące również wody kopalni Pomorzany i Olkusz, niezbędne jest prowadzenie monitoringu wód podziemnych, dostosowanego do intensywności mogących zachodzić zjawisk hydrochemicznych i hydrodynamicznych. Lokalną sieć monitoringu stanowi 11 piezometrów i jed-

na studnia głębinowa zaprojektowanych i wykonanych na głównych kierunkach przepływu wód podziemnych, pozwalających na określenie:
- rzędnej zwierciadła wód podziemnych,
- zmian kierunków przepływu wód,
- jakości dopływających do rejonu szybu Mieczysław jak i odpływających w stronę wyrobisk kopalni Pomorzany wód podziemnych.

Literatura

[1] Włodarz B.2001: Hydrogeologiczne aspekty likwidacji kopalni Bolesław. Praca niepublikowana.
[2] Motyka J., Włodarz B., Adamczyk Zb. 2001: Hydrogeologiczne uwarunkowania budowy głębinowego ujęcia wody w szybie Mieczysław. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.
[3] Adamczyk A.F., Haładus A., 1992: Ekspertyza hydrogeologiczna dotycząca wpływu likwidacji kopalni Bolesław i projektowanych robót górniczych w kopalni Olkusz na ilość i jakość wód kopalnianych. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.
[4] Rembielak T., Sepiał J., Włodarz B. 2001: Projekt przegrody wodno-wentylacyjnej w przekopie Dąbrówka kopalni Olkusz-Pomorzany. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.
[5] Praca zbiorowa SITG Katowice 2002: Projekt techniczny zmiany sposobu odwadniania rejonu szybu Mieczysław kopalni Olkusz-Pomorzany. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.
[6] Motyka J., Haładus A., Włodarz B., Adamczyk Zb., 2002: Dokumentacja hydrogeologiczna zmian sposobu odwadniania rejonu szybu Mieczysław kopalni Olkusz-Pomorzany. Maszynopis. Arch. ZGH Bolesław.

Change in Drainage Method at the area of Mieczyslaw Shaft in Olkusz-Pomorzany Mine

Abstract

During the process of liquidation of Bolesław Mine, Krzykawa, Ret, and Podpoziom isolated mining areas located below the main drainage level were flooded three times.

Next intermediate pumping station was disabled in July 2002.

The final stage of liquidation included total shut down of underground drainage and start of pumping 4,5 m^3/min mine water from a deep water intake built in the shaft pipe of liquidated Mieczysław shaft.

Such drainage method is to ensure that a neighbouring and lying below drainage centre of Pomorzany Mine is protected against contamination from strongly mineralised underground water with increased content of SO_4 and metal ions.

Recenzent: dr inż. Jacek Postawa

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str. 579–585

Piotr SAŁUGA
IGSMiE, PAN, Kraków, psaluga@min-pan.krakow.pl

Problem poziomu stopy dyskontowej w symulacji Monte Carlo

Słowa kluczowe

zdyskontowane przepływy pieniężne - symulacja Monte Carlo - stopa dyskontowa

Streszczenie

Wprowadzenie technik Monte Carlo do procedur oceny efektywności ekonomicznej pozwala na wszechstronną analizę niepewności i ryzyka przedsięwzięć inwestycyjnych. Wiąże się ono jednakże z koniecznością rozwiązywania nowych problemów. Tematem wywołującym najbardziej żywe dyskusje jest zagadnienie poziomu stopy dyskontowej przyjmowanej w arkuszu zdyskontowanych przepływów pieniężnych Monte Carlo. Niniejszy artykuł omawia powyższą problematykę.

Wstęp

Techniki Monte Carlo odwołują się do tradycyjnej metodyki wykorzystywania liczb losowych lub pseudolosowych do próbkowania rozkładu prawdopodobieństwa.

Rozwój technik Monte Carlo datuje się od badań nad skonstruowaniem broni atomowej. Obecnie metody te wykorzystywane są w rozwiązywaniu szeregu złożonych problemów, w których uwikłany jest czynnik losowy. Z tych względów symulacja Monte Carlo znalazła zastosowanie również w ekonomii, gdzie jest, m.in., narzędziem wykorzystywanym w ocenie efektywności ekonomicznej inwestycji. W tym zakresie pozwala ona na kompleksową analizę niepewności i ryzyka przedsięwzięć – w szczególności w branżach, w których inwestycje charakteryzują się dużym zakresem niepewności i wysokim poziomem ryzyka.

W symulacji stochastycznej niepewne parametry projektu wchodzą do rachunku pod postaciami rozkładów prawdopodobieństwa. Można powiedzieć więc, iż deterministyczne wartości parametrów zastąpione zostają kompleksową informacją w postaci ich rozkładów prawdopodobieństwa, czyli szeregów możliwych wartości parametru z prawdopodobieństwami ich wystąpienia. Takie podejście pozwala na uzyskanie obiektywnej informacji, reprezentującej cały zakres możliwych wyników przedsięwzięcia i ułatwiającej świadome podejmowanie decyzji w warunkach niepewności i ryzyka.

Podobne symulacje można było przeprowadzać już we wczesnych latach osiemdziesiątych przy zastosowaniu algorytmów pisanych dla dużych maszyn obliczeniowych [Davis 1995]. Do czasu rozpowszechnienia komputerów osobistych i programów z arkuszami kalkulacyjnymi przeprowadzanie analogicznych symulacji było niewygodne i trudne. I nawet później, pomimo

większej powszechności komputerów osobistych, badanie wpływu niepewności na wartość projektów ograniczało się wyłącznie do stosowania analizy wrażliwości, przeprowadzanej poprzez kolejne „ręczne" przeliczenia wartości wynikowych dla poszczególnych zmian wartości parametrów wejściowych. Te „statyczne" rezultaty były krytykowane przez inżynierów i ekonomistów, gdyż nie dokonywano tu modelowania współzależności niepewnych zdarzeń.

Obecnie analitycy mogą stosunkowo łatwo i skutecznie przeprowadzać tego typu analizę z zastosowaniem relatywnie niedrogiego oprogramowania i odpowiednio dobrego sprzętu. Programy komputerowe pozwalające na przeprowadzanie analizy Monte Carlo (Crystal Ball, @RISK) pozwalają na generowanie dla pojedynczego projektu tysięcy wariantów przepływów pieniężnych (tysięcy scenariuszy) i otrzymanie w efekcie tysięcy możliwych wartości miernika efektywności ekonomicznej (np. wartości zaktualizowanej netto, NPV, lub wewnętrznej stopy zwrotu, IRR), a w rezultacie na skonstruowanie jego rozkładu prawdopodobieństwa. W ten sposób, na przykład, średnia możliwych wartości NPV, otrzymana z symulacji Monte Carlo, reprezentuje definiowaną statystycznie wartość oczekiwaną projektu.

Zastosowanie symulacji stochastycznej do oceny efektywności ekonomicznej przedsięwzięcia górniczego szerzej po raz pierwszy omówił Cavender [1992]. Jego artykuł pt. „*Determination of the optimum lifetime of a mining project using discounted cash flow and option pricing techniques*" z uwagi na kontrowersyjne przyjęcie poziomu stopy dyskontowej wywołał burzliwą dyskusję w środowisku naukowym [Cavender 1993, Davis 1995].

1. Pojęcie i wykorzystanie stopy dyskontowej

Większość projektów inwestycyjnych niesie ze sobą potencjalne ryzyko niepowodzenia. Istnieje prawdopodobieństwo, że dobra wytwarzane dzięki zainwestowanemu kapitałowi nie zostaną sprzedane po zakładanej cenie. Może się zdarzyć, że dłużnik nie będzie w stanie spłacić nie tylko przyrzeczonych odsetek, ale nawet podstawowej kwoty pożyczki. W związku z tym pożyczkodawcy winni otrzymać jakieś wynagrodzenie za ryzyko, które podejmują. Będą domagać się takiej stopy procentowej, która nie tylko pozwoli im w przyszłości na konsumowanie większej ilości dóbr, ale również pokryje ewentualne straty. Zatem dobrym wskaźnikiem ryzyka związanego z podejmowaną inwestycją jest rynkowa stopa procentowa (dyskontowa).

Stopę tę można zdefiniować jako roczną płatność za odłożoną konsumpcję, wyrażaną jako procent od pożyczonej gotówki (równej odłożonej konsumpcji). Procent wynagradza pożyczających za uwolnienie zasobów potrzebnych przy produkcji dóbr kapitałowych. Im większe zatem ryzyko inwestycji, tym powinna być przyjmowana większa stopa dyskontowa.

Stopa dyskontowa dla górniczego projektu inwestycyjnego mieści w sobie trzy zasadnicze składniki [Smith 1994]:

- wolną od ryzyka stopę procentową,
- ryzyko projektu,
- krajowe ryzyko inwestycyjne.

W pieniądzu bieżącym obejmuje ona dodatkowo stopę inflacji.

Za wolną od ryzyka stopę procentową (czystą stopę procentową) uważa się stopę procentową papierów wolnych od ryzyka. Za takie papiery uważa się w świecie amerykańskie (tzw. *T-Bills*) i kanadyjskie bony skarbowe oraz obligacje rządowe. Składnik krajowego ryzyka inwestycyjnego obejmuje procent związany z ryzykiem inwestowania w danym kraju. Procent ten szacowany jest przez międzynarodowe agencje ratingowe. Tematykę dotyczącą szacowania

stóp dyskontowych w górnictwie omówiono m. in. we wcześniejszej pracy autora [Saługa 2000].

Stopa dyskontowa jest czynnikiem wiążącym przyszłość z teraźniejszością w analizie zdyskontowanych przepływów pieniężnych (*dicounted cash flow*, DCF), która stanowi podstawę większości analiz efektywności ekonomicznej przedsięwzięć inwestycyjnych.

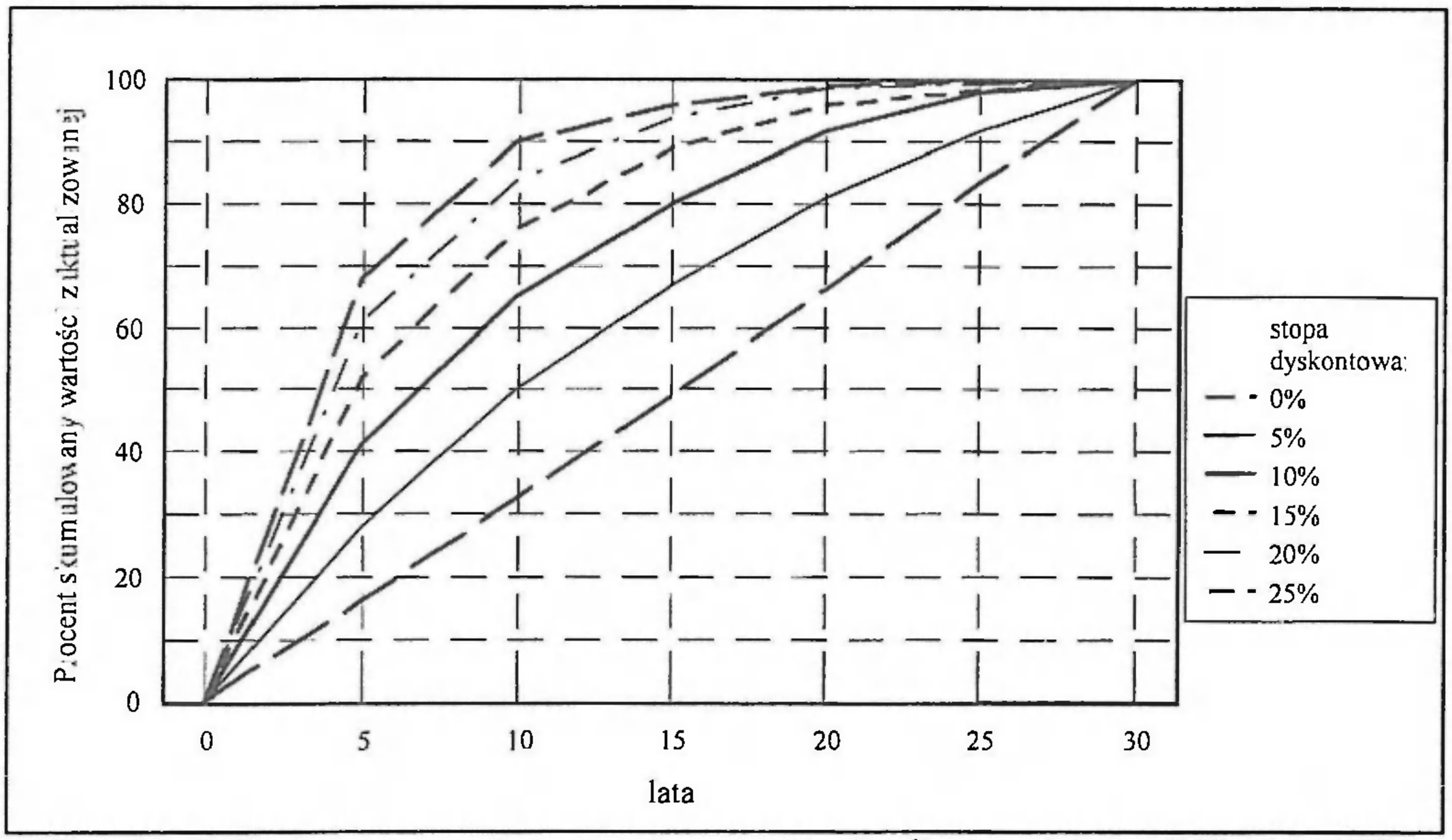
Bieżącą (zaktualizowaną) wartość przepływu pieniężnego otrzymanego po czasie t uzyskuje się przez dyskontowanie jego wartości przyszłej odpowiednią stopą dyskontową i wyrażającą ryzyko tego strumienia. Związek pomiędzy przyszłymi rocznymi przepływami pieniężnymi (CF_t) a zdyskontowanymi na rok zerowy wartościami tych przepływów (DCF_t) można zatem przedstawić w postaci:

$$DCF_t = CF_t / (1 + i)^t \qquad (1.1)$$

Suma rocznych zdyskontowanych przepływów pieniężnych daje bieżącą (zaktualizowaną) wartość całkowitego strumienia dochodów na początku okresu czasu. Im przepływ pieniężny otrzymywany jest później i im wyższy czynnik dyskontowy, tym mniejsza wartość bieżąca tego przepływu.

Wynika stąd oczywisty wniosek, że stopa dyskontowa ma istotny wpływ na wartość zaktualizowaną przepływów pieniężnych. Zależność ta jest odwrotnie proporcjonalna – im wyższy współczynnik dyskontowy, tym niższa wartość przepływów. Jest jeszcze jeden aspekt tego oddziaływania – w przypadku inwestycji długoletnich wysoki poziom stopy dyskontowej powoduje, iż realną wartość posiadają przepływy z pierwszych lat inwestycji. Wpływ wielkości stopy dyskontowej na wartość projektu w poszczególnych latach realizacji przedsięwzięcia można zaobserwować na rys. 1.1. Przedstawiony wykres skonstruowany został dla przykładowego projektu 30-letniego, przy założeniu równych płatności rocznych. Pokazuje on oddziaływanie stopy dyskontowej na wartość zaktualizowaną. Jak widać, dla stopy dyskontowej 0% osiągnięcie 90% całkowitej wartości zaktualizowanej wymaga 27 lat. Zauważmy, że dla stopy 25%-owej wynik ten można osiągnąć w ciągu pierwszych 10 lat realizacji projektu. Oznacza to, że dla tej stopy pozostałe 20 lat inwestycji nie mają prawie żadnej wartości.

Jak wspomniano, wysokość stopy dyskontowej zależy od ryzyka inwestycji. Im większe postrzegane ryzyko, tym powinna być użyta wyższa stopa dyskontowa. Taką stopę nazywa się stopą dyskontową dostosowaną do ryzyka (*risk-adjusted discount rate*). Jest tak w istocie – większość firm dostosowuje się do ryzyka poprzez stosowanie tzw. stopy progowej (*hurdle rate*), która jest górną regulacją w stopie dyskontowej. Chociaż próg ten zmienia się w zależności od przedsiębiorstwa i konkretnych projektów inwestycyjnych danej firmy, to najczęściej spotykaną wielkością w warunkach gospodarek północnoamerykańskich jest na etapie studium wykonalności (dla ocen realizowanych w pieniądzu stałym) 10% [Smith 1994]. Inni autorzy podają zbliżone liczby – np. Jankowska-Kłapkowska [1992] pisze, że „w pracach większości autorów współczesnych za realną uważa się stopę 8-10% lub 8-12%; te druga liczbę potwierdza Davis [1998], a Moyen i in. [1996] piszą o 5-10%. Wraz z zaawansowaniem inwestycji (większa dostępność informacji) zmniejsza się poziom stopy dyskontowej. Smith podaje następujące liczby: 20% na etapie złoża udokumentowanego, 15% na etapie studium przeróbki [Smith 1994]. W zależności od konkretnych warunków i specyfiki projektów stopy są podnoszone bądź obniżane.



Rys. 1.1. Wpływ czasu i stopy dyskontowej na wartość zaktualizowaną inwestycji [Torries 1998]
Fig. 1.1. Influence of time and discount rate on present value [Torries 1998]

2. Kontrowersje związane z doborem stopy dyskontowej w symulacji Monte Carlo

W tradycyjnym podejściu pojedynczy wynik w analizie zdyskontowanych przepływów pieniężnych jest kombinacją oszacowanych przez analityka (zdeterminowanych) pojedynczych parametrów. Powszechnie stosowanym narzędziem, które umożliwia analizowanie ryzyka przedsięwzięcia jest analiza scenariuszowa (*scenario analysis*). W analizie tej wyróżnia się zazwyczaj trzy scenariusze zdarzeń: najbardziej prawdopodobny (*base case*), skonstruowany w oparciu o oczekiwane wartości parametrów (przypadek ten stanowi swoiste odzwierciedlenie maksimum informacji o projekcie), optymistyczny (*best case*), skonstruowany w oparciu o najbardziej optymistyczne szacunki parametrów i pesymistyczny (*worst case*), skonstruowany w oparciu o wartości skrajnie pesymistyczne.

Symulację Monte Carlo można w zasadzie traktować jako doskonałą formę analizy scenariuszowej w modelu zdyskontowanych przepływów pieniężnych, gdyż rozważa ona równocześnie wszystkie możliwe scenariusze przedsięwzięcia. W symulacji tej dane wejściowe wchodzą do arkusza kalkulacyjnego NPV pod postaciami rozkładów prawdopodobieństwa ich możliwych wartości. W efekcie uzyskuje się obiektywną informację, w postaci rozkładu prawdopodobieństwa wyniku. Jeśli mamy do czynienia z arkuszem kalkulacyjnym liczącym, przykładowo, NPV, rezultatem jest rozkład prawdopodobieństwa jej możliwych wartości; średnia takiego rozkładu reprezentuje oczekiwaną wartość inwestycji. Zastosowanie symulacji Monte Carlo do oceny efektywności ekonomicznej inwestycji górniczych w warunkach polskich można znaleźć m. in. we wcześniejszych pracach autora [Saługa 2000, 2001].

Jak powiedzieliśmy poziom stopy dyskontowej dostosowanej do ryzyka ma bardzo istotny wpływ na rezultaty oceny ekonomicznej. Z uwagi na rolę czynnika subiektywnego, wielkość przyjmowanej stopy, a co za tym idzie metody, w których jest konieczność jej stosowania, były zatem zawsze przedmiotem kontrowersji.

Ponieważ wysokość stopy dyskontowej związana jest nieodłącznie z poziomem ryzyka całkowitego przedsięwzięcia, pojawia się problem, jakiej stopy dyskontowej użyć w symulacji Monte Carlo? Wydaje się logiczne, że stopa stosowana w symulacji Monte Carlo powinna odzwierciedlać internalizację ryzyka inherentnie ujętego w rozkładach prawdopodobieństwa niepewnych zmiennych. Dlatego porcja ryzyka w stopie dyskontowej powinna zmniejszać się proporcjonalnie do jego ilości, ujawniającej się w rozkładach probabilistycznych wartości parametrów wejściowych. Jeśli uda się skonstruować rozkłady dla wszystkich niepewnych parametrów, należy zastosować czystą (wolną od ryzyka) stopę procentową. Stanowi to zasadniczy kontrast z nie-probabilistycznymi metodami wyceny, które posługują się stopami dyskontowymi dostosowanymi do ryzyka.

Przyjmijmy, że przypadek najbardziej prawdopodobny w analizie deterministycznej obejmuje wartości średnie rozkładów prawdopodobieństwa wszystkich niepewnych parametrów wejściowych symulacji. Wynikową NPV, liczoną przy stopie dyskontowej dostosowanej do ryzyka, można w tym przypadku uważać za wartość oczekiwaną projektu. Jeśli dokonamy bezpośredniego porównania tej wartości z wartością oczekiwaną, otrzymaną w symulacji Monte Carlo (liczoną przy obniżonej stopie dyskontowej) okaże się naturalnie, że ta druga będzie większa od pierwszej. Wynika stąd oczywisty wniosek, że wartość oczekiwana inwestycji, liczona w ujęciu deterministycznym przy zastosowaniu realnej stopy dostosowanej do ryzyka będzie zawsze niższa od wartości oczekiwanej rozkładu wartości parametru wyjściowego, otrzymanego w wyniku symulacji Monte Carlo. Pojawia się więc w tym miejscu istotne pytanie - ile wart jest rzeczywiście projekt? Czy ma on wartość otrzymaną z klasycznej analizy deterministycznej, czy też jego wartością jest wartość oczekiwana uzyskana w analizie Monte Carlo?

Problem ten, który po raz pierwszy wystąpił we wspomnianym artykule Bruce'a Cavendera, wywołuje żywe dyskusje w środowisku naukowym. Część badaczy stoi na stanowisku, że przyjmowanie w symulacji stopy dyskontowej wolnej od ryzyka jest ewidentnym błędem. Na takim stanowisku stoją m.in. Smith [1993], Le Bel [1993] i Davis [1995]. Twierdzenie Cavendera o konieczności obniżenia poziomu stopy dyskontowej do wartości zbliżonej lub równej stopie dyskontowej wolnej od ryzyka z uwagi na fakt, iż większość ryzyka projektowego jest ujęta *explicite* w rozkładach, Le Bel uważa wręcz za rażącą ignorancję autora. W ślad za krytyką Le Bela idzie Davis [1995], który uważa, iż w symulacji Monte Carlo powinno się stosować stopę dyskontową dostosowaną do ryzyka. Obie strony sporu zdaje się godzić Torries [1998]. Torries podtrzymuje stanowisko Cavendera, że w sytuacji, gdy większość niepewnych parametrów wejściowych da się wyrazić w postaci rozkładów prawdopodobieństwa ich możliwych wartości, stopa dyskontowa użyta w symulacji Monte Carlo powinna kształtować na poziomie zbliżonym do stopy wolnej od ryzyka. Twierdzi jednakże, nawiązując do Le Bela, iż wartość oczekiwana rozkładu NPV otrzymanego w wyniku symulacji Monte Carlo nie jest ceną, jaką inwestor zapłaciłby obecnie za projekt. Wartość ta nie może być otrzymana bezpośrednio z symulacji probabilistycznej, bez rozważenia skłonności inwestora do podejmowania ryzyka. Inwestor pragnący zainwestować w ten projekt, włączyłby więc ryzyko do analizy probabilistycznej, celem określenia ekwiwalentu pewności projektu (*certainty equivalence*), który

jest ceną, jaką inwestor zapłaciłby obecnie za projekt. Analiza prawdopodobieństwa w prosty sposób opisuje ryzyko. A zatem preferencje inwestora względem ryzyka pomagają je zinterpretować i określić cenę, jaką inwestor skłonny byłby zapłacić.

W przypadku analizy deterministycznej inwestor uwzględnia swą opinię odnośnie wielkości ryzyka związanego z danym projektem poprzez dobór dostosowanej do ryzyka stopy dyskontowej. W analizie tej rzeczywiste charakterystyki ryzyka mogą niestety nie być dokładnie zidentyfikowane. W przypadku symulacji Monte Carlo inwestor nie sygnalizuje swej opinii o jego poziomie, przyjmując stopę dyskontową wolną od ryzyka. Faktyczne charakterystyki ryzyka ujawniają się jednakże inwestorowi poprzez analizowanie otrzymanego w symulacji Monte Carlo rozkładu prawdopodobieństwa możliwych wartości NPV; inwestorowi pozostaje zatem zinterpretowanie ryzyka i decyzja czy zapłacić za inwestycję. A zatem wartość oczekiwana otrzymana z analizy deterministycznej sygnalizuje, jaką cenę inwestor gotów byłby zapłacić przy z góry określonym poziomie ryzyka. Z kolei wartość oczekiwana rozkładu możliwych wartości NPV, otrzymanego z symulacji Monte Carlo, podaje oczekiwaną wartość projektu większą, niż inwestor gotów byłby zapłacić, gdyż na tym etapie nie uwzględniono preferencji inwestora względem ryzyka. Aby zatem określić cenę, jaką skłonny jest zapłacić, musi ocenić zidentyfikowane ryzyko poprzez zastosowanie tzw. teorii preferencji, analizując wiele czynników w tym prawdopodobieństwo i wielkość maksymalnej straty, prawdopodobieństwo i wielkość maksymalnej korzyści, wielkość oczekiwanej NPV i swoją skłonność do ponoszenia ryzyka. Uzyskana w ten sposób cena będzie oczywiście niższa od wartości oczekiwanej otrzymanej z symulacji Monte Carlo.

Jeśli w obu przypadkach stopy dyskontowe określone zostały poprawnie, analiza probabilistyczna (po skorygowaniu w zakresie preferencji inwestora względem ryzyka) oraz analiza deterministyczna podadzą takie same wartości. Będą to kwoty, jakie inwestor skłonny będzie zapłacić za projekt. Różnica między tymi dwiema metodami polega na tym, że w analizie deterministycznej inwestor sygnalizuje swoją opinię o ryzyku przez dobór odpowiedniej stopy dyskontowej; natomiast w symulacji Monte Carlo ryzyko przedsięwzięcia odsłania się mu dzięki uzyskaniu kompleksowej informacji na jego temat; różnica dotyczy też stosunku inwestora do ponoszenia ryzyka.

Podsumowanie

Stopa dyskontowa odzwierciedla poziom ryzyka, związany z daną inwestycją. Jest ona czynnikiem oddziałującym na obecną wartość przyszłych przepływów finansowych oraz na ich wielkości w poszczególnych latach realizacji inwestycji. Charakteryzujące ryzykowne przedsięwzięcia wysokie stopy dyskontowe oznaczają niskie wartości tych przedsięwzięć i znikome przepływy finansowe w środkowych i końcowych latach inwestycji.

Górnictwo jest branżą o wysokim poziomie niepewności i ryzyka. Stąd stopy dyskontowe stosowane w kalkulacji projektów inwestycyjnych tej branży są wyższe niż w innych gałęziach gospodarki. Decyduje to w istotny sposób o ekonomice górniczych przedsięwzięć inwestycyjnych. Z tego względu problem doboru właściwej stóp dyskontowych jest często kwestią o kluczowym znaczeniu.

Artykuł porusza problematykę doboru stopy dyskontowej w górniczych projektach inwestycyjnych ocenianych z wykorzystaniem symulacji Monte Carlo. Należy zwrócić uwagę, że o ile obniżanie stopy dyskontowej w proporcji do ilości ryzyka wyrażonej bezpośrednio

w rozkładach prawdopodobieństwa kluczowych zmiennych jest słuszne i daje dobre pojęcie o charakterystykach ryzyka projektu, to w aspekcie rynkowej wartości projektu jest błędne. Wynika to z „zewnętrznego" charakteru stopy dyskontowej. Wielkość stopy dyskontowej mieści w sobie zarówno poziom ryzyka związany z danym projektem jak i stosunek inwestora do podejmowania tego ryzyka. W symulacji Monte Carlo ten drugi składnik zostaje wyeliminowany. Dlatego w arkuszu kalkulacyjnym Monte Carlo dla określenia wartości projektu należy zastosować teorię preferencji, biorącą do rachunku skłonność inwestora do podejmowania ryzyka, albo zastosować stopę dyskontową dostosowaną do ryzyka.

Literatura

[1] Cavender B.W., 1992: Determination of the optimum lifetime of a mining project using discounted cash flow and option pricing techniques. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Preprint No. for presentation at the SME Annual Meeting, Phoenix. Arizona.

[2] Cavender B.W., 1993a: Determination of the optimum lifetime of a mining project using discounted cash flow and option pricing techniques – Discussion. Mining Engineering. March.

[3] Cavender B.W., 1993b: Determination of the optimum lifetime of a mining project using discounted cash flow and option pricing techniques – Discussion. Mining Engineering. November.

[4] Davis G.A.,1995: (Mis)use of Monte Carlo Simulations in NPV Analysis. Mining Engineering. January.

[5] Davis G.A.,1998: One project, two discount rates. Mining Engineering. April.

[6] Jankowska-Kłapkowska A., 1992: Efektywność gospodarowania zasobami mineralnymi. Państwowe Wydawnictwo Ekonomiczne. Warszawa.

[7] Moyen N., Slade M., Uppal R., 1996: Valuing risk and flexibility: a comparison of methods. Resources Policy. Vol. 22. Nos 1/2.

[8] Saługa P. 2000a: Stopy dyskontowe w górniczych projektach inwestycyjnych. Gospodarka Surowcami Mineralnymi. Wydawnictwo IGSMiE PAN. Kraków.

[9] Saługa P., 2000b: Wykorzystanie symulacji Monte Carlo w ocenie efektywności i ryzyka inwestycji górniczej. Materiały VII Konferencji z cyklu „Wykorzystanie zasobów złóż kopalin użytecznych". Sympozja i Konferencje nr 43. Kraków.

[10] Saługa P., 2001: Symulacja Monte Carlo w ocenie ekonomicznej eksploatacji złoża węgla kamiennego. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2001. Wydawnictwo IGSMiE PAN. Kraków.

[11] Torries T.F.,1998: Evaluating mineral projects: applications and misconceptions. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Inc.

Discount rate level controversy in Monte Carlo simulation

Abstract

Introducing of Monte Carlo simulation into economic evaluation allows doing wide risk analysis of any investment project. It implies, however, a necessity to solve simulation associated problems. The most controversial topic is a discount rate level in Monte Carlo DCF worksheet. This article discusses above-mentioned issue.

Recenzent: dr inż. Jerzy Kicki

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 587–594

Paweł ŚLIWIŃSKI
KGHM Polska Miedź S.A., O/ZG Rudna, Polkowice
e-mail: p.sliwinski@kghm.pl

Analiza procesu rozliczenia kosztów wydobycia rudy w kopalniach KGHM PM S.A. na tle koncepcji rachunku kosztów działań ABC

Słowa kluczowe

koszty produkcji – rozliczenie - rachunek ABC - rentowność

Streszczenie

Rozwiązania w zakresie rachunku kosztów produkcji uległy w ostatnim czasie istotnym przeobrażeniom. Klasyczne podejście do problemu, chociaż jak najbardziej prawidłowe z punktu widzenia Ustawy o Rachunkowości, w istotnym stopniu ogranicza efektywne zarządzanie kosztami. Wynika to z braku możliwości budżetowania i kontroli kosztów na poziomie mikro centrów kosztowych i procesów produkcyjnych. Wysoka dynamika zmian w otoczeniu przedsiębiorstw, zaostrzenie reguł konkurencji z jednej strony oraz ewolucja systemów finansowo-księgowych z drugiej przyniosły nowe rozwiązania. Modelem rachunku kosztów, który uwzględnia reguły gry rynkowej jest analiza kosztów zmiennych, pozwalająca na wyznaczenie progu rentowności produkcji (BEP). W ostatnim czasie najlepsze firmy stosują rachunek kosztów działań ABC. Wskazana koncepcja w swoich założeniach różni się zasadniczo od klasycznych rozwiązań: „Zastosowanie rachunku kosztów działań (ABC) wymaga odmiennego spojrzenia na przedsiębiorstwo. Koncepcja ABC wiąże się bowiem z cząstkowymi procesami i działaniami a nie z miejscami ich powstania. Przedsiębiorstwo należy postrzegać jako sekwencję działań kreujących wartość dla klienta." [1]. W drugiej części artykułu, przedstawiono analizę rozwiązań zastosowanych w procesie rozliczenia kosztów wydobycia rudy dla kopalń. Wykazała ona, że jest ono spójne z koncepcją ABC w wielu fundamentalnych założeniach:

- procesowym ujęciu problemu,
- zastosowaniu jako kluczy rozliczeniowych jednostek naturalnych. dla kosztów pośrednich,
- rozliczeniu usług wydziału maszyn dołowych za pomocą działań.

1. Istota i ewolucja rachunku kosztów

Rachunek kosztów jest ważnym elementem systemu rachunkowości. Pojęcie to obejmuje ogól czynności zmierzających do ustalenia wysokości nakładów pracy żywej i uprzedmiotowionej, poniesionych w przedsiębiorstwie w określonym czasie i z określonym przeznaczeniem. Rachunek kosztów powinien umożliwić udzielenie odpowiedzi na pytania:

- Ile kosztuje wytworzenie określonych wyrobów lub usług ?
- Jaka jest rentowność ich produkcji, czyli ile możemy na tym zarobić lub stracić ?

Tradycyjny system rozliczania kosztów produkcji w oparciu o rachunek kosztów pełnych, sprawdzał się w czasach, gdy działalność gospodarcza przedsiębiorstw nie była skomplikowana, a zmienność otoczenia niewielka. Polegał on na przypisywaniu określonym podmiotom kosztów (miejsca powstawania kosztów - MPK) części kosztów pośrednich, a następnie rozliczaniu ich na produkty za pomocą umownie przyjętych podstaw - kluczy rozliczeniowych. Narastające problemy ze strony popytu uświadomiły konieczność przemodelowania procesu w wyniku czego powstała koncepcja rozliczenia kosztów w oparciu o rachunek kosztów zmiennych. Informacja o poziomie kosztów stałych i zmiennych pozwala na analizę progu rentowności (BEP). Dla zarządzania firmą istotna jest informacja o tym, przy jakim wykorzystaniu zdolności produkcyjnych zostaną pokryte całkowite koszty przedsiębiorstwa i kiedy zacznie ono osiągać zysk. Analiza kosztów zmiennych dotyczy kosztów już poniesionych (ex post).

W sytuacji dużej dynamiki zmian w otoczeniu, rozwoju technologii produkcji oraz ostrej konkurencji cenowej wymuszającej zastosowanie efektywnych narzędzi do utrzymania dyscypliny budżetowej , powstała konieczność opracowania sposobu analizy kosztów jeszcze nie wydatkowych (analiza ex ante). Postulaty te realizuje rachunek kosztów działań. Według koncepcji ABC gdzie koszty pośrednie (produkcyjne i nieprodukcyjne) rozlicza się na produkty, odpowiednio do działań wywołujących te koszty. Rachunek kosztów działań odrzuca tradycyjne podejście do rozliczenia kosztów pośrednich, w którym koszty są wstępnie gromadzone w przekroju podmiotów produkcyjnych. Zgodnie z koncepcją rachunku kosztów działań koszty pośnie rozliczane są na produkty przy zastosowaniu wielu różnych podstaw rozliczenia, z których niektóre są (inne zaś nie są) związane z liczbą wytwarzanych produktów. Rachunek kosztów działań stanowi więc nową metodę pomiaru i kalkulacji kosztów.

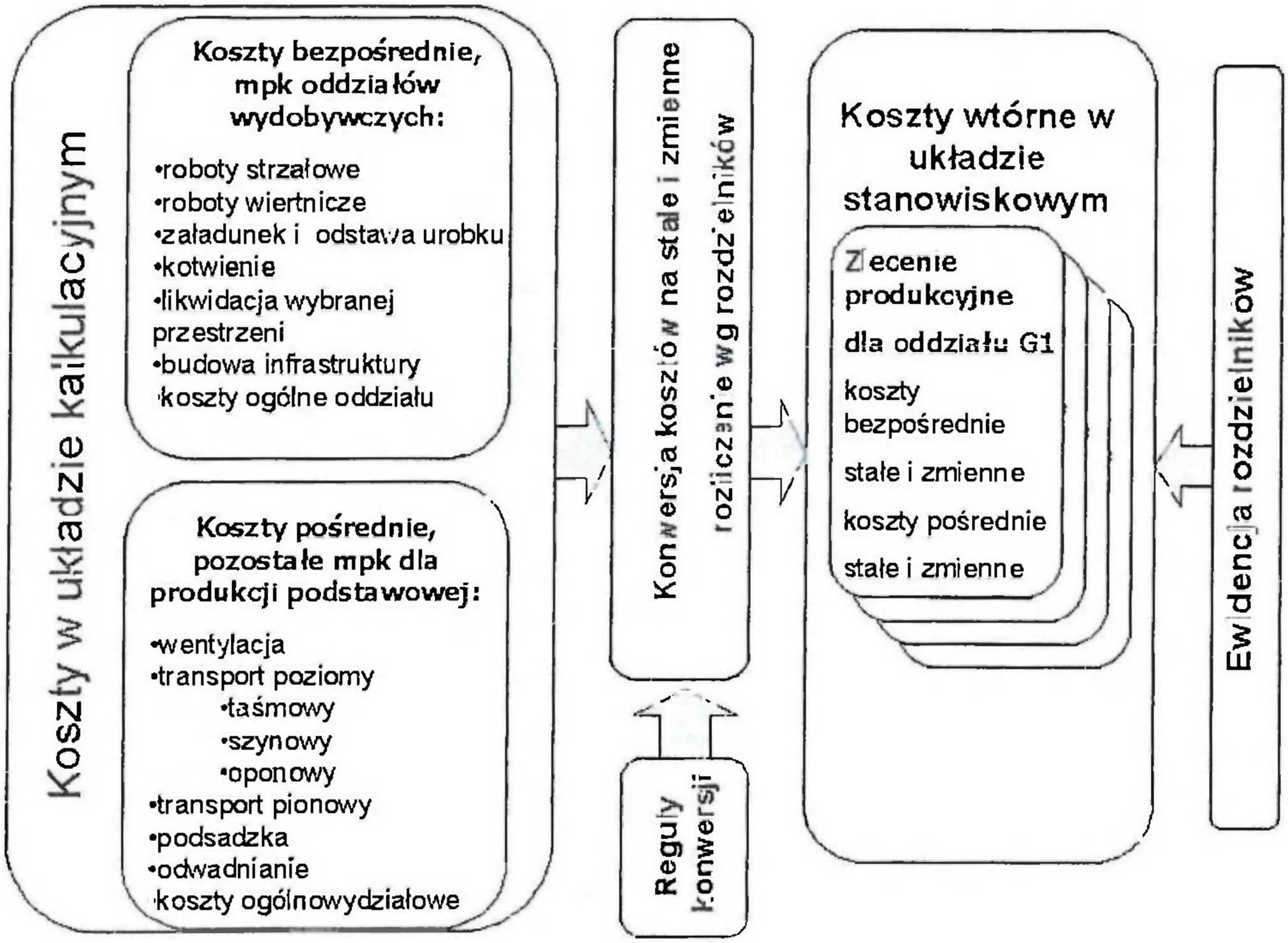
Zastosowanie rachunku kosztów działań ma wpływ na różne obszary działalności przedsiębiorstwa:

1. w obszarze marketingu kalkulacja kosztów oparta o działania może przyczynić się do podejmowania lepszych decyzji cenowych na podstawie określonych kosztów produktu,
2. w obszarze produkcji niezwykle ważna może okazać się informacja o kosztach poszczególnych działań. Analiza przedsiębiorstwa z punktu widzenia działań w nim zachodzących może przyczynić się do zidentyfikowania przyczyn powstawania kosztów, które przed zastosowaniem ABC mogły być nie do końca uświadomione. Dla zarządzania kosztami kierownicy wydziałów, powinni nauczyć się zarządzać przyczynami powstawania kosztów,
3. w obszarze księgowości należy wziąć pod zmiany organizacyjne i szczegółowe informacje o kosztach. Kierownictwo przedsiębiorstwa powinno podjąć decyzję o tym, czy korzyści związane z uzyskaniem informacji o kosztach wyróżnionych działań i poprawą wyceny produktów będą dostatecznie duże, by uzasadnić podjęcie prac związanych z wdrożeniem rachunku kosztów działań.

Rachunek kosztów działań dostarcza większej liczby informacji niż tradycyjne systemy rachunku kosztów. Jednak jego stosowanie wymaga nakładów finansowych (oprogramowanie, doradztwo), oraz zaangażowania kadry kierowniczej przedsiębiorstwa, księgowych technologów, kierowników wydziałów, specjalistów od rachunkowości zarządczej, zaopatrzenia i sprzedaży.

2. Analiza rozwiązań zastosowanych w procesie rozliczania kosztów wydobycia rudy w kopalni

W kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. realizowane jest wtórne rozliczenie technicznego kosztu wydobycia rudy, w tzw. układzie stanowiskowym. W rezultacie rozliczenia analizować można koszty wydobycia rudy dla poszczególnych oddziałów wydobywczych w przekroju operacji technologicznych związanych z tym procesem.



Rys. 2.1. Schemat poglądowy procesu rozliczenia kosztów w układzie stanowiskowym
Fig. 2.1. Indicative diagram of costing process based on positions

Dla obsługi procesu dostosowano ewidencję kosztów. W systemie finansowo-księgowym funkcjonuje bardzo rozbudowany układ miejsc powstawania kosztów (MPK) – kilkaset obiektów. Podstawą dla stworzenia hierarchii MPK jest co prawda schemat organizacyjny przedsiębiorstwa, jednak dla komórek które zabezpieczają realizację więcej niż jednej funkcji w procesie produkcyjnym stworzone zostały dodatkowe MPK – czyli jedno MPK identyfikowane jako oddział w strukturze organizacyjnej może mieć kilkanaście MPK w systemie finansowa-księgowym. O przypisaniu MPK do procesu decyduje kategoria stanowiska kosztów. Dzięki dużemu wysiłkowi organizacyjnemu, współpracy służb ekonomicznych i technicznych udało się

wypracować wspólny dla wszystkich kopalń układ stanowisk kosztów. Pozwala to na porównanie kosztów wydobycia rudy pomiędzy kopalniami. Zastosowane rozwiązanie odpowiada podstawowemu założeniu w rachunku kosztów działań: **postrzeganiu przedsiębiorstwa jako sekwencji działań kreujących wartość dla klienta**.

W ewidencji kosztów oprócz MPK funkcjonuje również drugi rodzaj obiektów kontroligowych - zlecenia. O ile w systemie finansow-księgowym (FK) praktycznie funkcjonuje tylko jeden rodzaj MPK, to liczba rodzajów zleceń może dochodzić do kilkudziesięciu, poszczególne moduły systemu (kontroling kosztów pośrednich produkcji, inwestycje, remonty) mają własne zlecenia, w których oprócz kosztów rejestrować można jeszcze wiele dodatkowych informacji istotnych dla danego obszaru zarządzania. W procesie rozliczenia kosztów wydobycia rudy całkowite koszty rozliczane są na zlecenia produkcyjne otwarte dla każdego oddziału wydobywczego.

2.1. Jednostki rozliczeniowe

Rozliczenie kosztów pośrednich produkcji odbywa się w jednostkach naturalnych:
- wentylacja według ilości m^3 dostarczonego powietrza,
- transport taśmowy według tono kilometrów przetransportowanej rudy,
- podsadzka według m^2 podsadzonej powierzchni,
- odwadnianie według m^3 wypompowanej wody dołowej,
- transport pionowy według tony rudy wagi wilgotnej.

Istotne jest to, że system umożliwia rejestrację na obiektach kontrolingowych (MPK, lub zleceniach) wielu dodatkowych informacji o charakterze statystycznym, które mają zastosowanie w cyklach rozliczeniowych kosztów oraz raportach analitycznych.

Dla ewidencji wymieniowych wyżej rozdzielników w systemie zdefiniowano tzw wskaźniki statystyczne. Każda jednostka ma swój wskaźnik. Zużycie poszczególnych zasobów (czyli wartości dla zdefiniowanych wskaźników statystycznych), rejestrowane jest na zleceniach produkcyjnych.

Jest rzeczą oczywistą, że ze względu na zróżnicowanie warunków, w jakich wybierane jest złoże, zużycie poszczególnych zasobów liczone na jednostkę rudy jest różne (różne długości dróg odstawy i systemy eksploatacji, np. nie wszystkie oddziały stosują podsadzkę hydrauliczną). Wskaźniki statystyczne można podzielić na dwa podtypy:
- Pierwszy - wskaźniki nazwane umownie prostymi, np. wydobycie rudy, ilość wypompowanej wody dołowej. Informację o ich zużyciu można uzyskać z ewidencji prowadzanej przez służby odpowiedzialne za zabezpieczenie poszczególnych procesów
- Drugi - wskaźniki złożone, np. tonokilometry przewiezionej rudy, odpowiedni wskaźnik wyliczany jest w dziale ekonomicznym na podstawie informacji z różnych źródeł, od dyspozytora energomaszynowego i dyspozytora górniczego. W oddziale ZG Rudna ze względu na bardzo rozbudowaną infrastrukturę taśmociągów została opracowana specjalna aplikacja do wyliczania dróg odstawy.

Poprawność rozliczenia kosztów pośrednich produkcji na poszczególne oddziały zależy od dokładności i rzetelności wyliczenia wartości dla rozdzielników. W praktyce precyzja, z jaką wyznaczane są wartości odpowiednich wskaźników jest różna, od bardzo precyzyjnego oszacowania dla ilości wydobytej rudy do przybliżonego dla tonokilometrów dróg odstawy czy m^3 zużytego powietrza wentylacyjnego.

2.2. Mechanizm rozliczenia kosztów stałych i zmiennych

W rozliczeniu technicznego kosztu wytworzenia (TKW) układzie stanowiskowym, koszty rozliczane są na koszty stałe i koszty zmienne.

Ustawa o rachunkowości reguluje zasady ewidencji kosztów, muszą one być dostosowane do wymogów sprawozdawczości zewnętrznej. Ewidencja kosztów prostych realizowana jest w oparciu o układ rodzajowy kosztów. Dla otrzymania informacji o kosztach stałych i zmiennych konieczne jest zastosowania wtórnego rozliczenia kosztów produkcji. Rozliczenie to może być realizowane w systemie finansowo księgowym stosowanym w przedsiębiorstwie. Dla każdego rodzaju kosztów konieczne jest zakwalifikowanie go do kosztów stałych lub zmiennych. Najczęściej nie można jednoznacznie określić czy koszt jest w 100% stały lub zmienny. Konieczne jest w tym przypadku podzielenie kosztu na część stała i zmienną. W praktyce dla każdego rodzaju kosztów i stanowiska kosztów w systemie określona jest proporcja podziału kosztów na część stałą i część zmienną. Ustalenie zasad podziału określiły służby techniczne odpowiedzialne za realizację danej operacji technologicznej (tzw. metoda studiów technologicznych). Należy pamiętać, że jakość analizy progu rentowności w bezpośredni sposób zależy od dokładności podziału kosztów na stałe i zmienne.

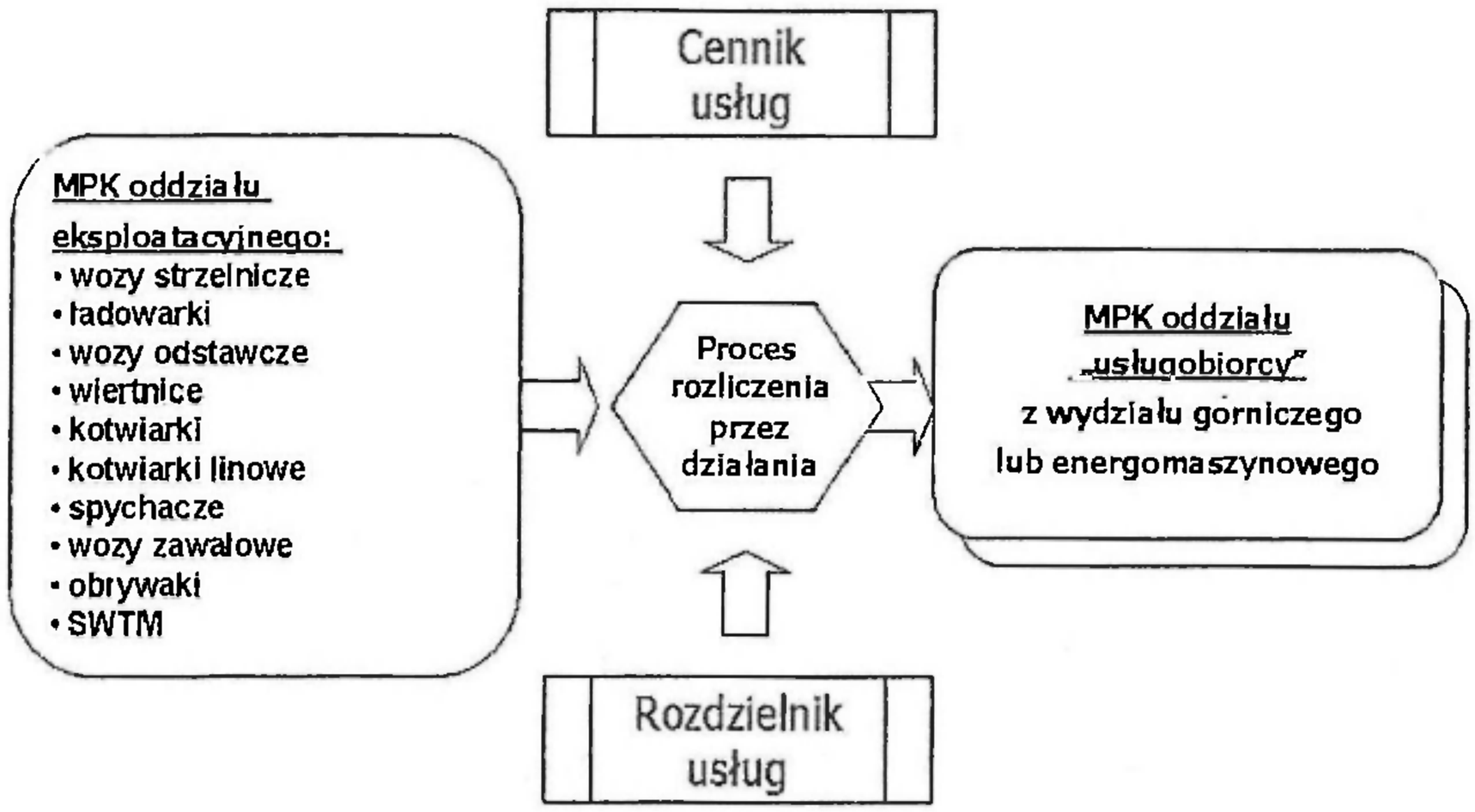
3. Rozliczanie kosztów usług maszyn dołowych.

Szerszego komentarza wymaga opisanie procesu rozliczenia usług maszyn dołowych. Proces technologiczny pozyskiwania rudy miedzi w kopalniach w znacznej mierze realizowany jest przy wykorzystaniu maszyn górniczych. Wartość usług maszyn stanowi blisko 30 % kosztów wydobycia rudy. Zastosowano model, który w praktyce bezpośrednio nawiązuje do koncepcji rozliczenia kosztów według metody ABC.

W procesie ewidencji kosztów każda maszyna stanowi mikrocentrum kosztów. W systemie SAP R/3 skonfigurowane są dla niej obiekty kontroligowe - zlecenia rejestracji kosztów prostych konsumowanych przez nią. Na odpowiednich zleceniach rejestrowane są koszty:

- materiałów eksploatacyjnych,
- części zamiennych i materiałów remontowych,
- amortyzacji,
- wynagrodzeń operatorów,
- narzuty kosztów pośrednich działu Maszyn Dołowych.

Na zleceniach rejestrowane są także ilości wykonanych usług. W systemie finansowo-księgowym (FK) utworzone zostały stanowiska kosztów dla poszczególnych typów maszyn. Zlecenia maszyn w swojej konfiguracji mają przypisane odpowiedzialne miejsca powstawania (MPK) i stanowisko kosztów.



Rys. 3.1. Schemat poglądowy procesu rozliczenia kosztów przez działania ABC
Fig. 3.1. Indicative diagram of costing process based on ABC operations

3.1.Konfiguracja rozliczenia

Konfiguracja rozliczenia usług wykonywanych przez dany typ maszyny zawiera następujące elementy:

- określony zestaw działań (usług) wykonywany przez dany typ maszyny,
- przypisaną jednostkę rozliczeniowa do zdefiniowanego wcześniej działania,
- skalkulowaną stawkę rozliczeniową za wykonanie jednostki działania.

3.2. Jednostki rozliczeniowe

Jako jednostki rozliczeniowe stosowane są następujące jednostki:

- tony,
- tonokilometry,
- sztuki zabudowanych kotew,
- metry bieżące odwiercanych otworów,
- godziny.

3.3 Ewidencja ilości wykonanych usług

Proces ewidencji usług maszyn działu maszyn dołowych jest zintegrowany z procesem rejestracji czasu pracy operatorów SMG obsługiwanym przez moduł kadrowy, stanowiący integralną część systemu informatycznego firmy. Oddziały górnicze dla realizacji zadań produkcyjnych zamawiają określony zestaw maszyn górniczych. Sztygarzy zmianowi wypełniają dokument „karta czasu pracy maszyny", który jest podstawą do rozliczenia usług. W dokumencie, dla każdej maszyny wprowadzona zostaje informacja dotycząca ilości i rodzaju wykonywanej ro-

boty oraz identyfikacja dla operatora. W procesie ewidencji zastosowano mechanizmy walidacji danych, które mają zmniejszyć skutki wprowadzania błędnych danych. Opracowana aplikacja weryfikuje następujące informacje:

- czy rodzaj działania jest przypisany do danej maszyny,
- czy wykazana ilość jednostek dla działania jest możliwa do wykonania w czasie jednej zmiany,
- czy operator i maszyna są z jednego oddziału.

Po zarejestrowaniu informacji w obszarze modułu kadrowego, następuje etap jej konwersji do układu stosowanego w module kontrolingu. Czas zwłoki liczony od momentu fizycznej realizacji usługi, a pojawieniem się jej odzwierciedlenia w systemie informatycznym nie przekracza jednej dniówki roboczej.

3.4. Opis procesu

Rozliczenie kosztów usług odbywa się w dwóch etapach. Pierwszy etap to rozliczenie kosztów po stawkach planowanych. Rozliczenie usług po stawkach planowanych może być realizowane praktycznie na bieżąco, w trakcie trwania miesiąca. Po rozliczeniu kosztów wydziału maszyn dołowych w danym okresie rozliczeniowym (miesiącu), powstaje różnica-saldo pomiędzy wartością wykonanych usług po cenach planowanych i kosztami poniesionymi na ich realizację. Uruchamiany jest proces rekalkulacji stawek działań do poziomu rzeczywistych kosztów. W efekcie koszty wydziału rozliczane są całkowicie na usługobiorców. W ewidencji księgowej usługa maszyny dołowej ma tylko jeden kod rodzaju kosztów „praca efektywna", utrudnia to ocenę kosztów stałych i zmiennych dla całego procesu wydobycia rudy. W opisanym wcześniej mechanizmie rozliczenia kosztów dla każdego rodzaju kosztów, przypisana jest proporcja pomiędzy kosztami stałymi a poszczególnymi zmiennymi. W przypadku rodzaju kosztów „praca efektywna" rozwiązanie to jest mało precyzyjne. Mają na to wpływ następujące czynniki:

- dla poszczególnych typów maszyn, relacja kosztów stałych i zmiennych jest zróżnicowana,
- przy kalkulacji stawki dla określonego działania, można statystycznie określić relację pomiędzy kosztami stałymi i zmiennymi dla tego procesu, jednak przy rozliczeniu kosztów rzeczywistych proporcja może ulec zmianie

Zważywszy na istotny udział kosztów usług maszyn dołowych w technicznym koszcie wytworzenia błąd w oszacowaniu kosztów stałych może rzutować na wyniki analiz progu rentowności. Należy przeanalizować możliwość obciążania kosztami usług w dwóch kwotach osobno za koszty stałe i osobno za koszty zmienne.

4. Podsumowanie i wnioski końcowe

Dla sprawnego kierowania przedsiębiorstwem konieczny jest szybki dostęp do informacji o kosztach produkcji. Mankamentem modeli rozliczania kosztów produkcji w oparciu o rachunek kosztów pełnych i rachunek kosztów zmiennych są ograniczone możliwości oceny kosztów produkcji do momentu księgowego rozliczenia miesiąca. Problem ten rozwiązuje rachunek kosztów działań ABC. Opisanie procesu produkcyjnego jako sekwencji działań, które mają wycenioną wartość pozwala na sprawne prognozowania kosztów na podstawie informacji o ich

ilości. Zastosowanie rachunku ABC wymaga nakładów na dostosowanie infrastruktury informatycznej oraz opisanie procesu produkcji za pomocą działań, ich wycenę oraz ustalenie relacji pomiędzy kosztami stałymi i zmiennymi. Równie istotne jest rozwiązanie problemu sprawnego zasilania systemu w informację o ilości działań z mechanizmami kontroli danych. Zastosowany model ewidencji kosztów wydobycia rudy jest udanym kompromisem pomiędzy wymaganiami, jakie stawia Ustawa o Rachunkowości, a analizą kosztów procesów, które przyczyniają się do powstania produktu finalnego. Rozliczenie kosztów stanowiskowych, chociaż nie w pełni odpowiada metodzie ABC, jednak odpowiada jej zasadniczym założeniom. Rozliczenie kosztów pośrednich realizowane jest w oparciu o jednostki naturalne. Identyfikacja i wycena działań w przypadku rozliczenia kosztów usług maszyn dołowych bezpośrednio nawiązuje do rachunku kosztów metodą ABC.

Dla realizacji funkcji planowania i budżetowania kosztów w systemie należy dokonać zmian modelu kosztów pośrednich i wdrożyć mechanizm rozliczenia kosztów przez działania na wzór rozliczenia usług maszyn dołowych. Istotne jest aby przy rozliczeniu kosztów produkcji przez działania nie tracić informacji o rzeczywistej strukturze kosztów stałych i zmiennych.

Literatura

[1] Leszczyński Z., Wnuk T. 1999: Controlling. Fundacja Rozwoju Rachunkowości w Polsce.
[2] Gabrusewicz W., Kamela-Sowińska A., Poetsche H. 2000: „Rachunkowość zarządcza" Polskie Wydawnictwa Ekonomiczne.

Analysis of ore mining cost accounting process in KGHM PM S.A. mines and the concept of cost account of ABC operations

Abstract

Solutions in the scope of production cost accounts have been significantly transformed recently. Classic approach to the problem, though conformant with the Accountancy Law, is a significant limitation of effective cost management. Recently . a lot of companies have applied a cost account of ABC operations. This concept is basically different from classic solutions: „Application of cost account of operations (ABC) requires a different approach to the enterprise as ABC concept is connected with partial processes and operations and not with places of their origin. The enterprise should be understood as a sequence of operations creating the value for a client." [1]. The second part of this paper presents an analysis of solutions applied in the process of ore mining costing in KGHM Polska Miedź S.A. mines. The analysis proved that the following fundamental assumptions of this process comply with ABC concept:

- process approach to the problem,
- application of natural as costing keys units for indirect cost,
- cost of mine equipment department settled by means of operations.

Recenzent: dr inż. Jerzy Kicki

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 595–606

Marian TUREK
PARG WK S.A., Katowice, tel. (0-32) 7572000

Rola i uwarunkowania ekonomicznej eksploatacji pokładów cienkich węgla kamiennego

Słowa kluczowe

pokłady cienkie – zasoby – wydobycie - wyposażenie

Streszczenie

W referacie przedstawiono ilość zasobów operatywnych węgla kamiennego ogółem i w pokładach cienkich w tym również udostępnionych na poziomach czynnych. Przedstawiono również udział wydobycia z pokładów cienkich i wielkość koncentracji wydobycia ze ścian niskich i ich wyposażenie techniczne. Przeprowadzono analizę kosztów sprzedanego węgla z uwzględnieniem kopalń o znacznym udziale wydobycia z pokładów cienkich. Dalsze ograniczenia wydobycia z pokładów cienkich ze względów kosztowych nie są uzasadnione ponieważ o opłacalności decyduje przede wszystkim cena węgla. Należy podjąć intensywne działania w celu opracowania nowych technik i technologii ich eksploatacji.

1. Wstęp

Podstawowym celem restrukturyzacji technicznej kopalń przedstawianym w dotychczasowych programach restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego było zmniejszenie liczby ścian i wzrost koncentracji wydobycia z jednej ściany, zwiększenie postępu w drążeniu wyrobisk węglowych i węglowo-kamiennych i uproszczenie struktury kopalń oraz rezygnacja z eksploatacji pokładów węgla silnie zanieczyszczonych i cienkich. Działania te miały na celu miedzy innymi obniżenie kosztów eksploatacji węgla. Taka perspektywa eksploatacji pokładów wymagała określonych nakładów finansowych. Przyjęte kierunki działania z poszczególnych programów restrukturyzacyjnych spowodowały stopniową rezygnację z eksploatacji pokładów cienkich w tym również z pokładów o grubości od 1,2 m do 1,5 m, a zatem takich których eksploatacja pod względem wyposażenia technicznego jest możliwa. Udział wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m w latach 1998-2001 i w I półroczu 2002 r. zachowuje tendencję spadkową i wynosił:

1998 r. -17,9%,
1999 r. -16,0%,
2000 r. -13,0 %,
2001 r. - 7,7 %,
I półr. 2002 r.- 7,0 %.

Występuje niekorzystna sytuacja z zakresie relacji pomiędzy ilością zasobów operatywnych w pokładach cienkich a udziałem produkcji węgla z tych pokładów. Należałoby znacznie zwiększyć udział wydobycia z pokładów o grubości 1-1,5 m do 50 %. Jak wskazują na to przykłady takich kopalń jak Centrum, Sośnica, Brzeszcze, Pniówek i inne prowadząc właściwą gospodarkę zasobową, można uzyskać również dobre wyniki ekonomiczne. W celu prowadzenia odpowiedniej polityki zasobowej przez kopalnie i zaliczania pokładów do zasobów przemysłowych, należy zmienić kryteria zaliczania pokładów do cienkich, przyjmując za pokład cienki do grubości 1 m.

O ile o wyborze eksploatowanego pokładu musi decydować rachunek ekonomiczny i zbywalność węgla z tego pokładu to zmiana tego kryterium pozwoli na lepsze prowadzenie wspólnej polityki kopalń w zakresie technicznego przygotowania zaplecza maszynowego do eksploatacji ścian niskich oraz nakreśli kierunki niezbędnych inwestycji w tym zakresie.

2. Zasoby węgla kamiennego i udział wydobycia z poszczególnych grubości i pokładów

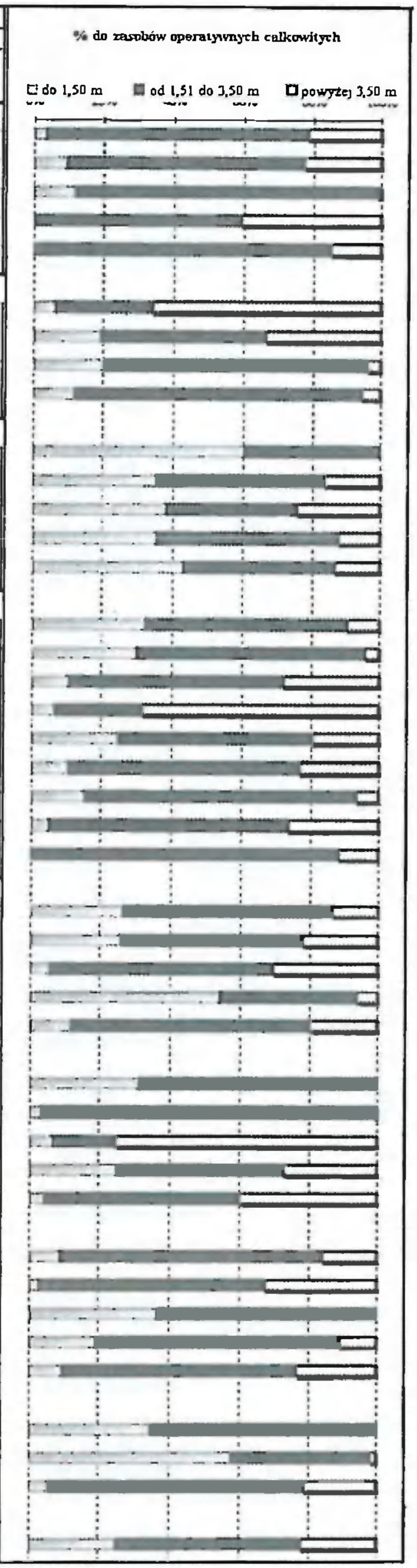
W tablicy 2.1 przedstawiono stan na 31.12.2001 r. zasobów operatywnych węgla kamiennego w 41 kopalniach czynnych. Zasoby węgla wynosiły ogółem 5 180,4 mln ton w tym ilość zasobów węgla w pokładach o grubości do 1,5 m wynosiła 1 286,9 mln t on co stanowiło 25 % zasobów operatywnych. Pozostałe zasoby węgla w pokładach o grubości 1,5-3,5 m wynosiły 2 735,1 mln ton co stanowiło 53 % zasobów, natomiast w pokładach najgrubszych powyżej 3,5 m zasoby wynosiły 1 158,4 co stanowiło 22 % zasobów.

Z danych zawartych w tablicy 1 wynika, że najwięcej zasobów operatywnych węgla znajduje się w pokładach średniej grubości od 1,5 m do 3,5 m które stanowią 53 % zasobów (udział wydobycia z tych pokładów wynosi 72 %). Zatem pokłady średniej grubości nadal są najchętniej eksploatowane.

Na rysunku 2.1 przedstawiono porównanie udziału zasobów operatywnych i wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m za 6 miesięcy 2002 r. i zobrazowano gospodarkę zasobami w pokładów cienkich w poszczególnych kopalniach. Wynika z niego, że w wielu kopalniach wydobycie z pokładów cienkich jest niewystarczające w stosunku zasobów przygotowanych do eksploatacji.

Tablica 2.1. Podział zasobów operatywnych węgla kamiennego według grubości pokładów
Table 2.1. Division of operational reserves of hard coal according to seam thikness

Lp.	Spółka - Kopalnia	Zasoby operatywne - całkowite mln ton	Zasoby operatywne w pokł. o grubości:					
			do 1,50 m		od 1,51 do 3,50 m		powyżej 3,50 m	
			mln ton	% do zasobów całkowitych	mln ton	% do zasobów całkowitych	mln ton	% do zasobów całkowitych
	Bytomska Spółka Węglowa							
1	ZG Brzeziny	13,1	0,4	3%	9,8	75%	2,9	22%
2	ZG Piekary	7,8	0,8	10%	5,2	67%	1,8	23%
3	ZG Centrum	40,6	4,8	12%	35,2	87%	0,5	1%
4	ZG Bytom II	12,2	0,0	0%	7,2	59%	5,0	41%
5	ZG Bytom III	40,3	0,0	0%	34,2	85%	6,1	15%
	Ruda Śląska Spółka Węglowa							
6	Bielszowice	187,9	11,4	6%	52,0	28%	124,5	66%
7	Halemba	230,0	44,4	19%	107,7	47%	77,9	34%
8	Polska-Wirek	32,4	6,6	20%	24,4	75%	1,4	4%
9	Pokój	37,2	4,3	12%	30,7	82%	2,2	6%
	Gliwicka Spółka Węglowa							
10	Bolesław Śmiały	39,6	23,9	60%	15,7	40%	0,0	0%
11	Knurów	135,1	47,1	35%	65,7	49%	22,3	17%
12	Makoszowy	222,7	84,5	38%	83,8	38%	54,5	24%
13	Sośnica	80,0	28,1	35%	42,1	53%	9,7	12%
14	Szczygłowice	276,3	120,1	43%	120,7	43%	38,1	14%
	Katowicka Grupa Kapitałowa							
15	Katowice-Kleofas	16,5	5,3	32%	9,6	58%	1,6	10%
16	Murcki	148,1	43,9	30%	97,9	66%	6,3	4%
17	Mysłowice	28,4	3,0	10%	17,4	61%	8,0	28%
18	Wesoła	222,6	14,3	6%	54,6	25%	153,6	69%
19	Wieczorek	23,4	5,8	25%	12,9	55%	4,7	20%
20	Wujek	56,6	5,8	10%	37,5	66%	13,3	23%
21	Staszic	224,4	34,6	15%	174,9	78%	14,9	7%
22	Śląsk	45,0	2,4	5%	30,6	68%	12,0	27%
23	Kazimierz-Juliusz	22,8	0,0	0%	20,1	88%	2,7	12%
	Nadwiślańska Spółka Węglowa							
24	Brzeszcze	82,9	21,9	26%	49,7	60%	11,3	14%
25	Janina	881,4	223,3	26%	446,9	52%	191,3	22%
26	Piast	124,4	8,7	5%	79,8	64%	38,1	31%
27	Silesia	193,8	105,3	54%	75,8	39%	12,5	6%
28	Ziemowit	186,7	21,5	12%	127,4	68%	37,8	20%
	Rybnicka Spółka Węglowa							
29	Rydułtowy	82,3	19,3	31%	43,0	69%	0,0	0%
30	Anna	22,9	0,8	3%	21,9	95%	0,2	1%
31	Marcel	130,7	9,0	7%	22,5	17%	99,2	76%
32	Chwałowice	246,1	61,4	25%	116,4	47%	68,3	28%
33	Jankowice	148,6	6,3	4%	81,5	56%	58,7	40%
	Jastrzębska Spółka Węglowa							
34	Borynia	39,7	3,5	9%	29,7	75%	6,5	16%
35	Jas-Mos	37,7	1,1	3%	24,3	64%	12,4	33%
36	Krupiński	43,4	15,9	37%	27,5	63%	0,0	0%
37	Pniówek	112,7	21,4	19%	78,7	70%	12,6	11%
38	Zofiówka	43,4	4,1	9%	28,1	67%	10,2	23%
	Kopalnie samodzielne							
39	Lubelski Węgiel "Bogdanka"	261,9	90,2	34%	171,7	66%	0,0	0%
40	Budryk	305,9	176,5	58%	122,5	40%	6,9	2%
41	ZOE Sobieski-Jaworzno III	132,5	7,2	5%	96,9	73%	28,5	21%
	Razem - kopalnie czynne	5 180,4	1 286,9	25%	2 735,1	53%	1 158,4	22%



W tablicy 2.2 przedstawiono podział zasobów operatywnych węgla kamiennego na poziomach czynnych oraz według grubości i udziału wydobycia z tych pokładów.

Z danych zawartych w tej tablicy wynika, że znaczący udział wydobycia z pokładów cienkich na poziomach czynnych powyżej 10 % w I półroczu 2002 r. posiadało tylko 10 kopalń. Udział ten wynosił:

KWK Bolesław Śmiały -58 %,
KWK Wieczorek -32 %,
KWK Knurów -32 %,
KWK Janina -24 %,
KWK Sośnica -18 %,
KWK Brzeszcze -18 %,
KWK Budryk -18 %,
KWK Szczygłowice -14 %,
KWK Centrum -12 %,
KWK Silesia -11 %.

W większości wyżej wymienionych kopalń udział wydobycia z pokładów cienkich jest proporcjonalny do ilości zasobów w tych pokładach (za wyjątkiem 3 kopalń).

Udział zasobów operatywnych pokładów cienkich w zasobach ogółem i udział wydobycia z tych pokładów jest zbyt mały w 8 kopalniach, który w pierwszym półroczu 2002r. wynosi odpowiednio:

KWK Makoszowy - udział zasobów -50%; udział wydobycia - 2%,
KWK Katowice-Kleofas - udział zasobów -32%; udział wydobycia - 8%,
KWK Murcki - udział zasobów -20%; udział wydobycia - 0%,
KWK Staszic - udział zasobów -27%; udział wydobycia - 0%,
KWK Silesia - udział zasobów -60%; udział wydobycia - 11%,
KWK Rydułtowy - udział zasobów- 31%; udział wydobycia - 0%,
KWK Chwałowice - udział zasobów -31%; udział wydobycia - 4%,
KWK Krupiński - udział zasobów- 37%; udział wydobycia - 7%.

Z przedstawionego zestawienia wynika, że w w/wymienionych kopalniach pomimo udostępnienia pokładów cienkich wydobycie z nich jest obecnie małe.

Z przytoczonych danych tablicy 2.2 wynika, że w pokładach o grubości 1,51 m do 3,5 m w zakresie gospodarki złożem sytuacja przedstawia się odmiennie. W pokładach średnich ilość zasobów operatywnych na poziomach czynnych wynosi 55% zasobów ogółem, a udział w wydobyciu z tych pokładów jest o wiele większy i wynosi 72%. Zatem są to pokłady najchętniej eksploatowane przez kopalnie.

Tablica 2.2. Podział zasobów operatywnych na poziomach czynnych według grubości pokładów[1] oraz udział wydobycia z tych pokładów[2]

Table 2.2. Division of operational reserves at active horizons according to seam thickness[1] and share of output from these seams[2]

Lp.	Spółka - Kopalnia	Zasoby operatywne - całkowite na poz. czyn. mln ton	Zasoby operatywne i udział wydobycia w pokł. o grubości:								
			do 1,50 m			od 1,51 do 3,50 m			powyżej 3,50 m		
			zasoby, mln ton	udział zasobów	udział wydobycia	zasoby, mln ton	udział zasobów	udział wydobycia	zasoby, mln ton	udział zasobów	udział wydobycia
	Bytomska Spółka Węglowa										
1	ZO Brzeziny	13,1	0,4	3%	0%	9,8	75%	29%	2,9	22%	70%
2	ZO Piekary	7,8	0,8	10%	2%	5,2	67%	0%	1,8	23%	98%
3	ZO Centrum	40,6	4,8	12%	12%	35,2	87%	67%	0,5	1%	22%
4	ZO Bytom II	12,2	0,0	0%	0%	7,2	59%	5%	5,0	41%	95%
5	ZO Bytom III	40,3	0,0	0%	0%	34,2	85%	70%	6,1	15%	30%
	Rudzka Spółka Węglowa										
6	Bielszowice	187,9	11,8	6%	2%	53,9	29%	91%	122,2	65%	8%
7	Halemba	230,0	44,7	19%	0%	113,3	49%	97%	72,1	31%	3%
8	Polska-Wirek	32,4	6,4	20%	1%	25,1	77%	99%	0,9	3%	0%
9	Pokój	37,2	4,4	12%	3%	31,7	85%	96%	1,1	3%	1%
	Gliwicka Spółka Węglowa										
10	Bolesław Śmiały	39,6	23,9	60%	58%	15,7	40%	42%	0,0	0%	0%
11	Knurów	6,1	2,2	35%	32%	3,1	51%	67%	0,8	14%	1%
12	Makoszowy	90,8	45,4	50%	2%	32,8	36%	98%	12,6	14%	0%
13	Sośnica	80,0	28,1	35%	18%	42,1	53%	82%	9,7	12%	0%
14	Szczygłowice	219,0	97,2	44%	14%	93,7	43%	86%	28,1	13%	0%
	Katowicka Grupa Kapitałowa										
15	Katowice-Kleofas	16,5	5,3	32%	8%	9,6	58%	46%	1,6	10%	47%
16	Murcki	56,4	11,4	20%	0%	44,9	80%	100%	0,0	0%	0%
17	Mysłowice	28,4	3,0	10%	0%	17,4	61%	25%	8,0	28%	75%
18	Wesoła	128,0	8,9	7%	1%	38,3	30%	66%	80,7	63%	34%
19	Wieczorek	23,4	5,8	25%	32%	12,9	55%	0%	4,7	20%	68%
20	Wujek	56,6	5,8	10%	0%	37,5	66%	22%	13,3	23%	78%
21	Staszic	108,7	29,0	27%	0%	71,5	66%	46%	8,2	8%	55%
22	Śląsk	41,5	2,4	6%	0%	27,1	65%	69%	12,0	29%	31%
23	Kazimierz-Juliusz	22,8	0,0	0%	0%	20,1	88%	0%	2,7	12%	100%
	Nadwiślańska Spółka Węglowa										
24	Brzeszcze	16,5	2,7	16%	18%	9,6	58%	83%	4,2	25%	0%
25	Janina	111,8	17,8	16%	24%	76,5	68%	15%	17,5	16%	61%
26	Piast	123,3	6,5	5%	0%	78,6	64%	57%	38,2	31%	43%
27	Silesia	46,4	27,7	60%	11%	18,5	40%	89%	0,2	0%	0%
28	Ziemowit	116,1	11,0	10%	0%	83,0	71%	73%	22,1	19%	27%
	Rybnicka Spółka Węglowa										
29	Rydułtowy	62,3	19,3	31%	0%	43,0	69%	100%	0,0	0%	0%
30	Anna	22,9	0,8	3%	0%	21,9	95%	100%	0,2	1%	0%
31	Marcel	98,4	7,2	7%	1%	21,2	22%	98%	70,0	71%	0%
32	Chwałowice	52,9	16,5	31%	4%	25,2	48%	96%	11,1	21%	0%
33	Jankowice	29,2	1,1	4%	0%	19,7	68%	100%	8,4	29%	0%
	Jastrzębska Spółka Węglowa										
34	Borynia	10,4	1,2	11%	1%	8,7	84%	99%	0,6	5%	0%
35	Jas-Mos	37,7	1,1	3%	0%	24,3	64%	97%	12,4	33%	3%
36	Krupiński	43,4	15,9	37%	7%	27,5	63%	93%	0,0	0%	0%
37	Pniówek	19,8	1,7	9%	8%	18,0	91%	92%	0,0	0%	0%
38	Zofiówka	43,4	4,1	9%	9%	29,1	67%	90%	10,2	23%	1%
	Kopalnie samodzielne										
39	LW "Bogdanka"	124,9	28,4	23%	1%	96,5	77%	99%	0,0	0%	0%
40	Budryk	140,9	83,7	59%	18%	57,2	41%	82%	0,0	0%	0%
41	ZGE Sobieski-Jaworzno III	62,6	3,0	5%	0%	39,0	62%	53%	20,6	33%	47%
Razem - kopalnie czynne		2 682,2	591,4	22%	7%	1 488,1	55%	72%	610,7	23%	21%

1) - stan na 31.12.2001 r.

2) - w I półroczu 2002 r

3. Rola i znaczenie pokładów cienkich

Rola pokładów cienkich w bilansie węglowym kraju jest olbrzymia. Stanowią one 22 % zasobów udostępnionych i przygotowanych do eksploatacji, a są eksploatowane tylko w 7 %. Należy zaznaczyć, że obecnie w krajowym górnictwie nie są eksploatowane pokłady węgla o grubości poniżej 1,3 m. W wielu krajach świata pokłady tej grubości są eksploatowane i stanowią znaczący udział w wydobyciu. Żywotność wielu kopalń jest właśnie uzależniona od eksploatacji pokładów cienkich w zdecydowanie większym stopniu niż dotychczas. Do tych kopalń można zaliczyć:

KWK Makoszowy,
ZG Piekary,
KWK Murcki,
KWK Staszic,
KWK Silesia,
KWK Rydułtowy,
KWK Chwałowice,
KWK Krupiński,
KWK Bogdanka,
KWK Polska-Wirek.

Stąd też należy podejmować obecnie działania techniczno-organizacyjne w celu opracowania nowych technik i technologii eksploatacji tych pokładów, bowiem proces stworzenia nowych specjalistycznych maszyn i urządzeń górniczych i ich optymalizacja jest długi i kosztowny. Obecnie kopalnie szukają wszelkich możliwych sposobów obniżenia kosztów produkcji węgla i unikają doświadczeń i eksperymentów ruchowych, stosując tylko sprawdzone rozwiązania. W celu zahamowania niekorzystnego spadku wydobycia z pokładów cienkich, należy podjąć działania mające na celu wdrożenie nowych maszyn i urządzeń górniczych.

Rozważyć należy podjęcie bardziej intensywnej współpracy jednostek naukowo-badawczych z zainteresowanymi kopalniami oraz producentami maszyn górniczych przy wsparciu finansowym z Komitetu Badań Naukowych na wzór kopalni „Dębieńsko". Ze ściany niskiej w KWK „Dębieńsko" eksploatowanej w latach 1998-1999 uzyskiwano wydobycie około 3000 t/d, a szczytowe wynosiło 4000 t/d.

Niski kompleks ścianowy składał się z:

- obudowy ścianowej GSW-075/20-Poz,
- kombajn typu KSE-360,
- przenośnika ścianowego GSW-PS-750,
- przenośnika podścianowego GSW-PP-750,
- przemiennika częstotliwości PPC-3 3AC 500V,
- wyposażenia elektrycznego.

Dalszy rozwój niskiego kombajnu ścianowego wraz z przenośnikiem i specjalnej obudowy niskiej został wstrzymany tylko z powodu likwidacji tej kopalni. Osiągnięte dobre wyniki eksploatacyjne tego pierwszego nowoczesnego kompleksu ścianowego do ścian niskich, powinny być zachętą do kontynuacji rozpoczętych prac.

4. Charakterystyka techniczna ścian niskich

Na ogólną liczbę 154 ścian czynnych tylko 4 ściany były niskie do wysokości 1,5 m. Średnie dzienne wydobycie za 6 miesięcy 2002 r. ogółem z jednej ściany wynosiło 2807,7 t/d, natomiast w poddanych analizie 10 kopalniach o znacznym wydobyciu z pokładów cienkich, wydobycie z jednej ściany było na tym samym poziomie i wynosiło 2822,6 t/d. Najwyższe średnie wydobycie spośród 10 kopalń osiągnięto w LW Bogdanka i w KWK Budryk odpowiednio 6514,1 t/d i 4106,4 t/d.

Tablica 4.1. Podstawowe parametry i wyposażenie techniczne ścian niskich na koniec I półrocza 2002 r.
Table 4.1. Basic parameters and technical equipment of low longwalls at the end of 1st half of 2002

Lp.	Kopalnia	Nr ściany	Długość (m)	Wysokość (m)	Wydobycie (t/d)	Wyposażenie ściany
1	Janina	225	228	1,48	1951	Glinik 08/22 Oz KGS-245
2	Janina	226	218	1,47	1954	Glinik 08/26 Oz KGS-245
3	Chwałowice	62	227	1,42	904	Glinik 066/16 Oz KGS-245
4	Zofiówka	64	190	1,4	1354	Tagor 12/22 OZ KGS-245

Jak wynika z danych zawartych w tablicy 4.1 tylko 4 ściany niskie były prowadzone w pokładzie węgla bez przybierek lub pobierek skał otaczających. Pozostałe ściany w pokładach cienkich są prowadzone z przybierką. Przyczyn takich praktyk kopalń jest wiele. Do największych utrudnień w prowadzeniu ścian niskich [Turek 2002] należą: Brak niskich kombajnów ścianowych dobrze sprawdzonych w kopalniach krajowych w każdych warunkach górniczo-geologicznych. Dotychczas niski kombajn o napędzie elektrycznym został sprawdzony tylko w jednej ścianie w warunkach kopalni Dębieńsko. Brak odpowiednich obudów zmechanizowanych, pozwalających na ergonomiczne poruszanie się ludzi. Dotychczasowe doświadczenia eksploatacyjne przeprowadzone w KWK „Dębieńsko" w latach 1998-1999 wskazują, że najlepszą obudową niską jest obudowa dwustojakowa w miejsce czterostojakowej.

Niekorzystne zalegania niektórych pokładów cienkich oraz zagrożenia metanowe. Wymienione trudności przy prowadzeniu ścian niskich o wysokości do 1,5 m nie pozwalają na osiągnięcie wysokiego wydobycia z jednej ściany na poziomie co najmniej 3000 t/d. Stąd też kopalnie zmuszone są do eksploatacji pokładów cienkich ścianami nieco wyższymi z przybierką skał otaczających. Pozwala to na uzyskiwanie lepszych wyników produkcyjnych niż w ścianach niższych, ponieważ kombajny ścianowe i obudowy zmechanizowane produkowane seryjnie są lepiej dostosowane do pracy w ścianach wyższych. Z danych zawartych w tablicy 4.1 wynika, że w ścianach niskich jest osiągane wydobycie w granicach 1350-1950 t/d. Natomiast w pozostałych ścianach wyższych eksploatowanych w pokładach cienkich wynik ten jest znacznie lepszy i wynosi średnio około 2500 t/d.

5. Wydobycie i koszt produkcji węgla w pokładach cienkich

W tablicy 5.1 przedstawiono kształtowanie się jednostkowych kosztów sprzedaży węgla ogółem i z pokładów cienkich oraz wydobycie za 6 miesięcy 2002 r. Z przedstawionych danych wynika, że koszty w kopalniach eksploatujących pokłady cienkie są porównywalne ze średnim kosztem sprzedaży węgla ogółem za 6 miesięcy 2002 r. (za wyjątkiem dwóch kopalń). Średni koszt sprzedaży węgla za 6 miesięcy 2002 r. ogółem wynosił 138,3 zł/t. Koszt sprzedaży węgli energetycznych wynosił od 111,1 zł/t w KWK Chwałowice do 165 zł/t w KWK Borynia, węgli koksujący od 152,2 zł/t w KWK Pniówek do 188,7 zł/t w KWK Zofiówka. Kopalnie wydobywające węgle koksujące posiadają znaczące zasoby w pokładach cienkich lecz ich eksploatacja jest prowadzona w znikomych ilościach. W pierwszym półroczu 2002 r. wydobycie ogółem wynosiło 48,6 mln ton w tym 3,1 mln ton tj 7% pochodziło z pokładów cienkich. Średnie wydobycie ogółem z jednej ściany wynosiło 2807,7 t/d, a w grupie kopalń eksploatujących pokłady cienkie wydobycie z jednej ściany wynosiło 2822,6 t/d. Wielkość wydobycia z jednej ściany w tych kopalniach jest jednak zróżnicowana i wynosi od 1543,4 t/d w ZG Centrum do 4106,4 t/d w KWK Budryk.

W tablicy 5.2 przedstawiono wykaz 10 kopalń, które można zaliczyć do grupy eksploatującej pokłady cienkie. W tej grupie kopalń o znaczącym udziale wydobycia z pokładów cienkich (od 11% do 60%) przeprowadzono analizę kosztów sprzedanego węgla za okres 6 miesięcy 2002 r. Z analizy tej wynika, że koszty wahają się w poszczególnych kopalniach od 117,5 zł/t (KWK Budryk) do 147,4 zł/t (w ZG Centrum), a średni koszt 1 tony węgla wynosi 132,6 zł i był niższy od średniego kosztu w pozostałych kopalniach, który wynosił 138,3 z/t tj o 4,3%. Z tej analizy można wyciągnąć wniosek, że na wielkość kosztów w tych kopalniach w większym stopniu wpływają inne czynniki niż duży udział wydobycia z pokładów cienkich.

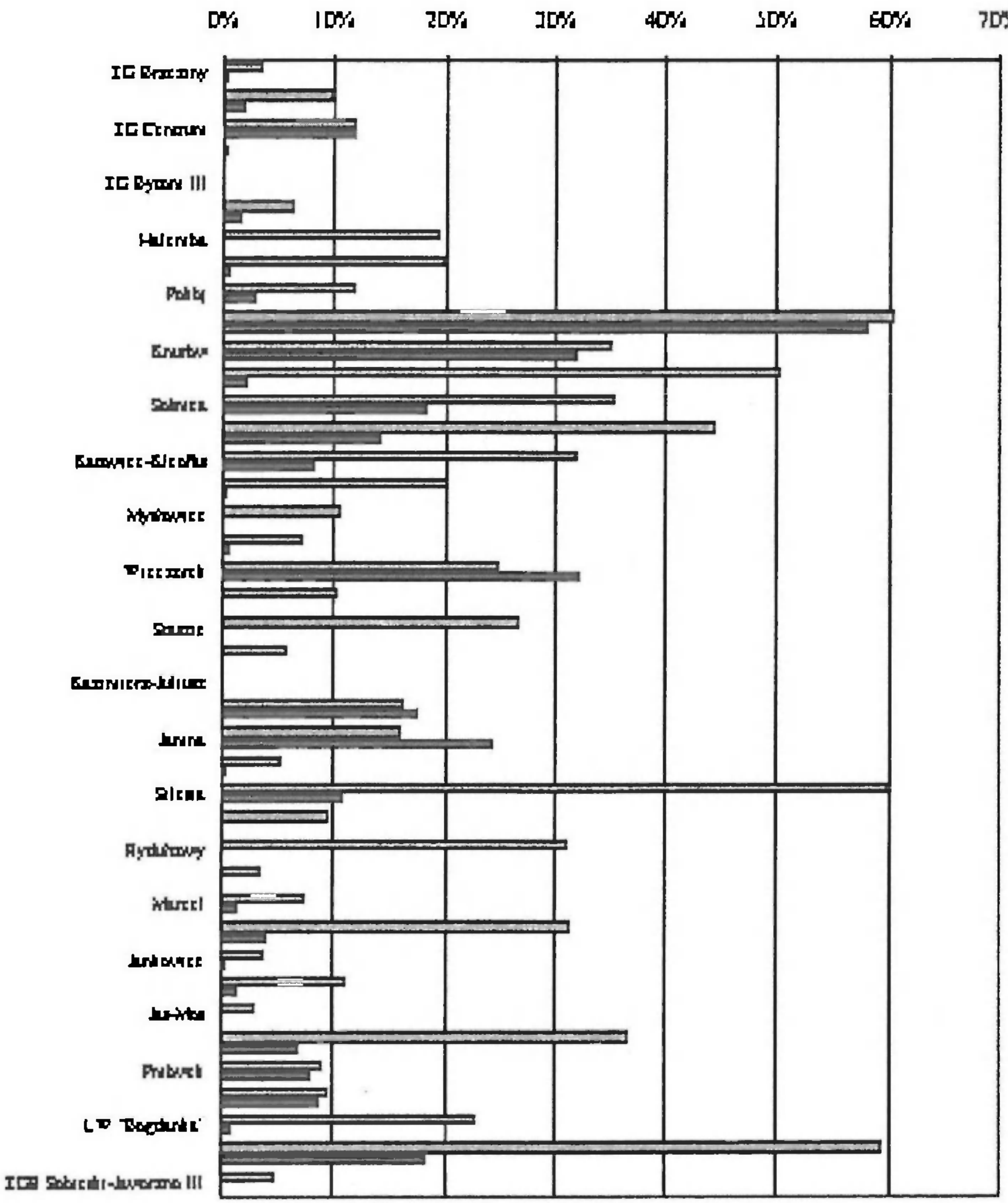
Na obniżenie kosztów produkcji w pokładach cienkich istotny wpływ ma również wzrost koncentracji wydobycia z jednej ściany. Jak zobrazowano to na rysunku 5.2 mniejsze koszty sprzedanego węgla występują w kopalniach w których uzyskuje się wyższe wydobycie z jednej ściany. Zatem eksploatacja pokładów cienkich jest opłacalna w przypadku węgla o dobrych parametrach energetycznych i możliwości uzyskania wysokiej ceny sprzedaży oraz wysokiej koncentracji wydobycia.

Tablica 5.1. Koszt sprzedaży węgla i udział wydobycia węgla handlowego ogółem z pokładów cienkich za 6 miesięcy 2002 r.
Table 5.1. Cost of sold coal and share fo tradeable coal output from thin seams for 6 months of 2002

Lp	Kopalnie	Wydobycie węgla handlowego ogółem (ton)	Wydobycie węgla handlowego z pokładów do 1,5 m (ton)	Udział wydobycia z pokładów do 1,5 m (%)	Średniodzienna liczba ścian czynnych	Srednie dzienne wydobycie z 1 ściany węgla handlowego (t/d)	Koszt sprzedanego węgla (zł/t)
1	ZG Brzeziny	755 300,0	0,0	0,2%	3	1 304,4	130,0
2	ZG Piekary	741 800,0	13 920,0	1,9%	3	1 869,3	159,0
3	ZG Centrum	812 400,0	95 018,0	11,7%	4,3	1 543,4	147,4
4	ZG Bytom II	665 800,0	0,0	0,0%	2,2	2 315,9	149,5
5	ZG Bytom III	895 900,0	0,0	0,1%	4	1 768,9	141,8
6	Bielszowice	1 570 500,0	23 815,0	1,5%	6,2	2 596,9	142,0
7	Halemba	1 651 100,0	0,0	0,0%	5,8	2 669,3	132,9
8	Polska-Wirek	1 067 300,0	5 640,0	0,5%	2,2	3 949,1	129,0
9	Pokój	1 027 100,0	29 052,0	2,8%	4,4	1 976,4	131,7
10	Bolesław Smały	675 069,0	391 656,0	58,0%	2,6	2 007,4	134,9
11	Knurów	1 397 979,0	444 876,0	31,8%	4,2	2 672,6	133,1
12	Makoszowy	1 516 420,0	30 233,0	2,0%	4	2 539,7	112,9
13	Sosnica	1 589 578,0	290 745,0	18,3%	3,7	3 997,0	117,5
14	Szczygłowice	1 460 773,0	210 457,0	14,2%	4	3 039,5	119,0
15	Katowice-Kleofas	660 000,0	53 044,0	8,0%	3,2	2 341,4	147,5
16	Murcki	1 213 000,0	2 313,0	0,2%	2,2	4 234,3	124,3
17	Mysłowice	830 150,0	0,0	0,0%	3	2 406,4	153,8
18	Wesoła	1 037 058,0	9 107,0	0,6%	3,3	3 805,2	127,0
19	Wieczorek	328 563,0	328 563,0	52,2%	3,3	2 500,3	137,9
20	Wujek	1 031 500,0	0,0	0,1%	4,4	1 631,0	146,7
21	Staszic	1 554 300,0	0,0	0,0%	4	2 875,4	128,5
22	Śląsk	939 500,0	0,0	0,0%	2,5	3 199,3	141,5
23	Kazimierz-Juliusz	471 600,0	0,0	0,0%	2,1	1 788,3	180,3
24	Brzeszcze	1 171 100,0	204 402,0	17,5%	3,2	2 964,9	135,7
25	Janina	1 103 300,0	267 368,0	24,2%	3	2 831,8	128,1
26	Piast	2 720 000,0	0,0	0,2%	7,3	3 229,5	122,0
27	Silesia	454 050,0	48 874,0	10,8%	1,6	2 359,3	144,2
28	Ziemowit	2 019 300,0	0,0	0,0%	5,2	3 926,8	118,6
29	Rydułtowy	914 700,0	0,0	0,0%	3,3	2 839,8	137,3
30	Anna	897 761,0	0,0	0,0%	2,5	2 839,0	150,8
31	Marcel	1 290 100,0	17 731,0	1,4%	4,5	3 942,3	133,4
32	Chwałowice	1 305 500,0	51 978,0	4,0%	3,9	3 949,8	111,0
33	Jankowice	1 500 000,0	0,0	0,2%	4,8	3 325,1	133,4
34	Borynia	1 276 700,0	17 301,0	1,4%	4,3	2 231,9	165,3
35	Jas-Mos	1 358 900,0	0,0	0,0%	5,7	2 120,6	172,1
36	Krupiński	999 400,0	68 096,0	6,8%	4	2 754,0	156,2
37	Pniówek	1 844 400,0	145 061,0	7,9%	6,7	2 558,9	155,2
38	Zofiówka	1 178 000,0	103 010,0	8,7%	5,3	1 852,7	183,7
39	LW "Bogdanka"	1 990 125,0	16 955,0	0,9%	2,2	6 514,1	131,9
40	Budryk	1 382 353,0	252 286,0	18,2%	2,6	4 106,4	128,7
41	ZGE Sobieski-Jaworzno III	1 275 384,0	0,0	0,0%	2,3	4 233,4	128,4
	Razem	**48 647 763,0**	**3 121 501,0**	**6,5%**	**154**	**2 807,7**	**138,3**

kolorem zaznaczono kopalnie o udziale wydobycia z pokadów cienkich od 12 do 50%

Rys. 5.1. Porównanie udziału zasobów i wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m
Fig. 5.1. Comparision of share of reserves and production from seams up to 1,5 m

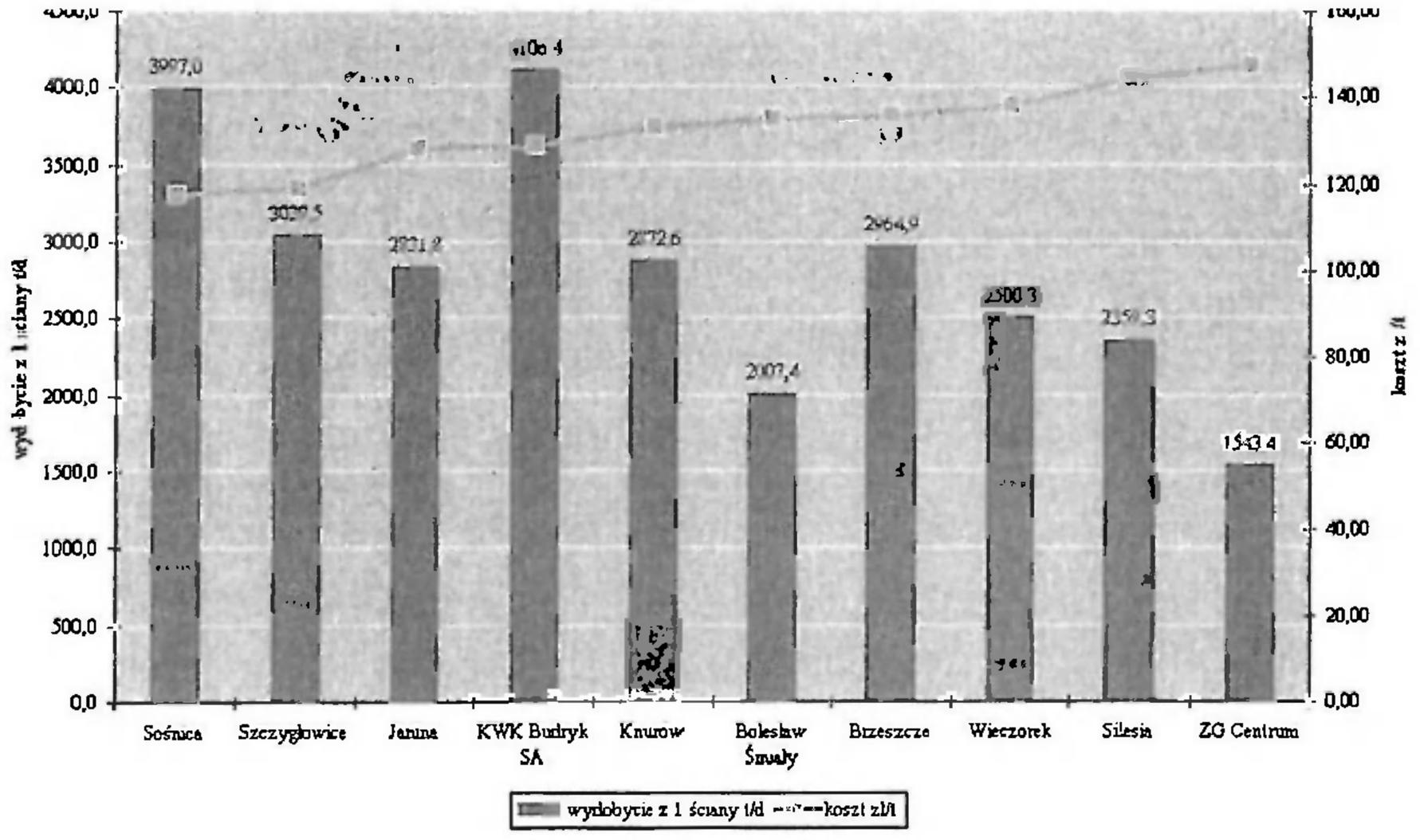


Tablica 5.2. Koszt sprzedanego węgla w kopalniach których udział wydobycia z pokładów cienkich wynosił powyżej 10 % za 6 miesięcy 2002 r.
Table 5.2. Cost of sold coal at mines in which the share of output from thin seams was more than 10% for 6 months of 2002

Lp.	Kopalnia	Udział zasobów do 1,5m (%)	Udział wydobycia do 1,5m (%)	Koszt sprzedanego węgla (zł/t)
1	ZG Centrum	12%	12%	147,4
2	Bolesław Smiały	60%	58%	134,9
3	Knurów	35%	32%	133,1
4	Sośnica	35%	18%	117,5
5	Szczygłowice	44%	14%	119,1
6	Wieczorek	25%	32%	137,9
7	Brzeszcze	16%	18%	135,7
8	Janina	16%	24%	128,1
9	Silesia	60%	11%	144,2
10	Budryk	59%	18%	128,7
	Średnio - razem	**37%**	**24%**	**132,6**

- udział zasobów (stan na 31.12.2001 r.)
- udział wydobycia w I półroczu 2002 r.

Rys. 5.2. Koszty sprzedanego węgla i średnie wydobycie z jednej ściany w kopalniach o znacznym udziale z pokładów cienkich za 6 miesięcy 2002 r.
Fig. 5.2. Cost of coal sales and mean ourput from longwall with meanigful share of thin seams for 6 months of 2002



6. Podsumowanie

Znaczenie pokładów cienkich w bilansie węgla krajowego jest ogromne. Stanowią one 25% zasobów operatywnych, a 22% tych pokładów znajduje się na poziomach udostępnionych i czynnych. Udział eksploatacji z pokładów cienkich corocznie maleje i w I półroczu 2002 r. Wynosił 7%. Zatem udział wydobycia jest trzykrotnie niższy niż zasobów na poziomach udostępnionych i czynnych.

Koszty większości kopalń eksploatujących pokłady cienkie są porównywalne do kosztów innych kopalń i są mniejsze w tych kopalniach w których uzyskuje się wysoką koncentrację wydobycia z jednej ściany, natomiast o ich opłacalności decyduje jakość i cena zbytu węgla. Bazując na dotychczasowych doświadczeniach eksploatacji niskich kombajnów ścianowych i obudów zmechanizowanych, należy podjąć na nowo działania mające na celu skonstruowanie i wykonanie nowoczesnych maszyn ścianowych w tym niskiego kombajnu i specjalnej obudowy zmechanizowanej.

Literatura

[1] Bula M. i inni 1998: Wysokowydajny kompleks ścianowy do eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego. Wiadomości Górnicze nr 9.
[2] Turek M. 2002: Analiza ekonomicznej efektywności wybierania pokładów cienkich. Przegląd Górniczy nr 5.
[3] Statystyka PARG S.A.
[4] Programy reformy górnictwa węgla kamiennego.

Role and economic conditions of hard coal thin seams exploitation

Abstract

The paper presents the volume of recoverable reserves of hard coal in thin seams, including those opened up at active horizons. It also presents the share of coal from thin seams and magnitude of production concentration from longwalls at thin seams and their technical equipment. Cost analysis has been conducted of sold coal with consideration of meaningful share of production from thin seams. Further limitation of production from thin seams, because of costs, is not justified since the coal prices decide, first of all, about profitability. Intensive activity should be undertaken in order to prepare new techniques and technologies of thin seams exploitation.

Recenzent: dr inz. Jerzy Kicki

Internationa Mining Forum

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2003, str. 609–615

Yury Mihajlovich BROVENDER
Institute of Archeology of National Ukrainian Academy of Sciences, Kiev, Ukraine
Gennady GAJKO
Donbass Mining-Metallurgical institute, Alchevsk, Ukraine

Ancient mines in east Ukraine

Key words

Kartamysh archeological microdistrict - mines of bronze epoch - mine excavations - mountain instruments

Summary

In this work the results of archeological researches of copper mines of the late bronze epoch (XIV-XIII centuries B. C.), located in territory of East Ukraine in a river basin Severski Donets (Donetsk region) are submitted. The characteristic of ancient objects, open and underground mining of copperous sandstones are given, the found mine instruments and possible technologies of development and enrichment of copper ores of Donetsk region in late bronze age are described.

1. Introduction

The ancient monuments of mining amaze our imagination with a high level of development of mine art, though based on quite primitive working instruments. In this connection there are bases to agree with academician S. Vavilov, distinguishing: "It's rather surprising the full coincidence of ancient deduction and modern scientific experience". It is obvious, that many principles of mine technologies have not changed during millennia, in spite of using new kinds of energy, engineering and materials. This phenomenon again has proved when studying a unique complex of mines of late bronze epoch in the basin of Severski Donets.

Studying the Donetsk system of ancient monuments of mining begins its history from the middle of XIX century when mine engineer A. A. Nosov has published the information on signs of ancient metallurgical smelting near copper-ored deposits of Bakhmut hollow of 1865. Well-known Russian archeologist, professor V. A. Gorodtsov dated ores development of bronze epoch (1907), that was confirmed on the additional archeological material of professor A. A. Fedorovskij (1922). The researches of XX centuries carried out in 70th years (E. N. Chernykh, S. I. Tatarinov) allowed to find out 23 ancient mines with extensive industrial zones and to enter into scientific phrase the conception of Donetsk mining-metallurgical centre of the late bronze epoch [1, 2].

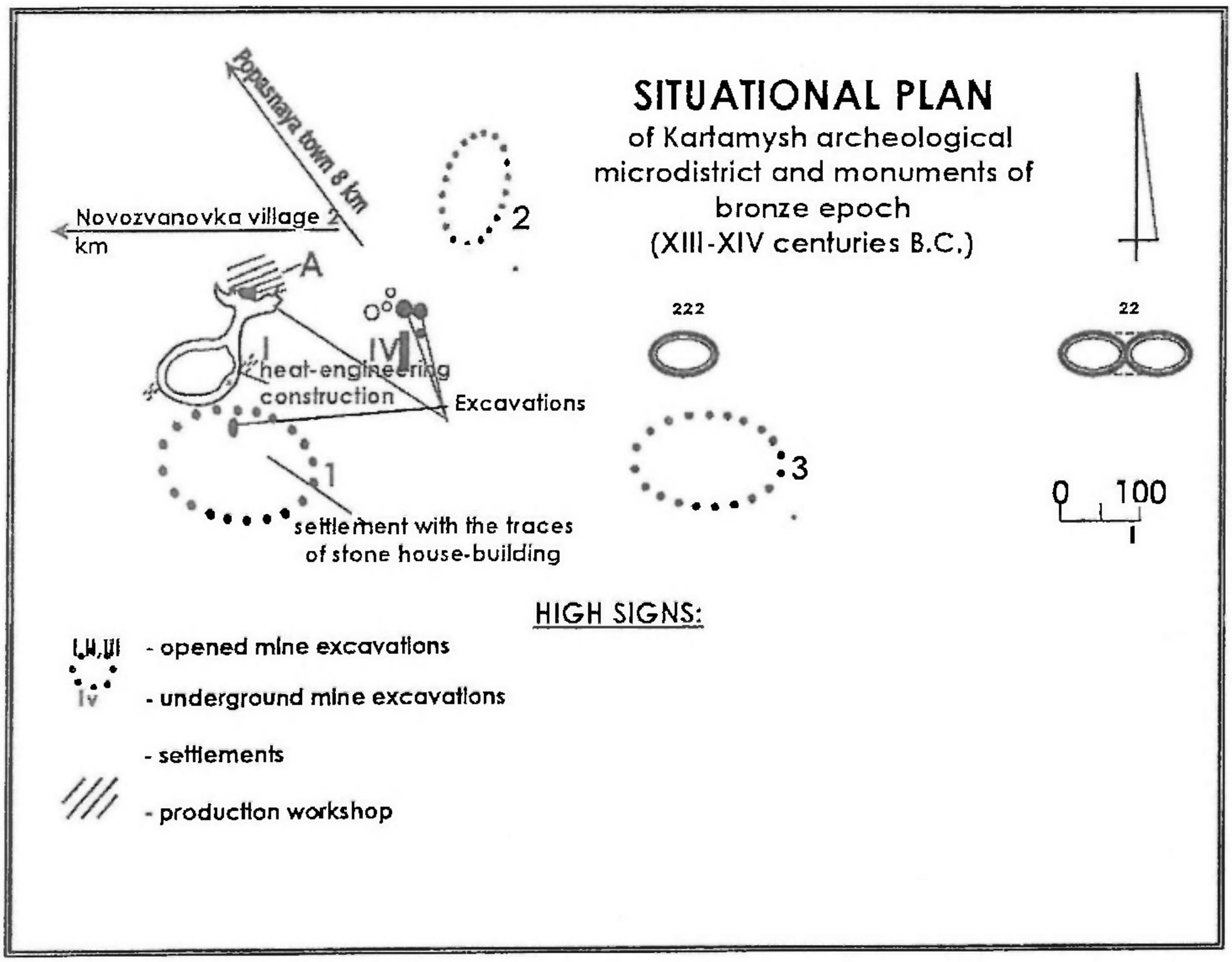
It is necessary to note, that researches of area were carried out basically by archeologists and concerned the excavation of settlements, adjoining to industrial zones. Scientific studying

of ancient mine manufactures was begun in field seasons of 2001-2002 by a complex scientific group of miners, metallurgists and archeologists (Donbass Mining-Metallurgical institute, Institute of Archeology of National Ukrainian Academy of Sciences, Voronezh University of Russia) [3].

The object of researches became a unique complex of monuments of archeological of Kartamysh microdistrict which mountain objects were kept in a protogenic kind (territory was not exposed to industrial use in the subsequent periods). Kartamysh archeological microdistrict (Chervone lake) is brought in the State register of monuments of Ukraine of national value.

2. Mine manufactures of Kartamysh archeological microdistrict

Kartamysh archeological microdistrict of late bronze epoch (Fig. 2.1) includes opened (Chervone lake I-III) and underground (Chervone lake IV) mine manufactures, industrial sites for enrichment of ore, and also 3 settlements of ancient miners one of which with traces of stone house-building [3].



Rys. 2.1. Plan sytuacyjny
Fig. 2.1. Situational plan

The attention is paid to the scale of opened mine works which turned out to be possible, due to laying of layers of copper sandstone practically to a surface. Mine quarry of Chervone lake I

(Fig. 2.1, pos. I) of elliptic form also reaches the sizes 100×70 meters (Photo 2.1). Capacity of the produced rocks exceeds 6 meters in a northwest part of this quarry, and to the southeast goes almost to nothing. SIopes of quarry are forced by the artificial stone laying interfering their showering and washout of a ground. Exact depth of quarry is not established: the used manual drill has not overcome the thickness of deposits, up to radical breed. On the preliminary data it was extracted about 60 thousand tons of ore in quarry if to assume, that the copper content here makes 5%, hence, in the given manufacture was received about 3 thousand tons of metal.



Fot. 2.1. Kopalnia odkrywkowa
Photo 2.1. Chervone lake IV. Mine quarry

Mine Chervone lake II (Fig. 2.1, pos. II) consist of two quarries of the oval form, extended along edge of a ridge in form of a long axis directing the west-east. Big east quarry has the sizes 30×145 meters. Its greatest depth is 8 meters. Western quarry is much less. Its size is 35×76 meters, and depth is from 5 up to 3 meters. Between quarries there is a left backsight-crosspiece of 3 meters width.

Mine Chervone lake III (Fig. 2.1, pos. III) looks like extended oval on a line north-east-south-west. The sizes of quarry bowl are determined within the limits of 3-40 meters, and its greatest depth reaches 5 meters.

The underground manufactures fixed on a surface (Fig. 2.1, pos. IV) on crater-form pit from 2 up to 6 meters in diameter and up to 2 meters by depth (Chervone lake IV) were carried out, obviously, on rich copper-ore bodies because in their arrangement areas the separate samples of ore with the high copper content are met. Compactness of their arrangement testifies the application of technology of development by vertical manufactures in form of mine type shafts.

At bottom of southern slope of the ridge on which vertical manufactures are located, two more manufactures were found out, one of which is similar described above, and another as tunnels stretches perpendicularly to a ridge and is directed to one of shafts.

Inspection of the rocks softening mountain manufactures has revealed their intensive natural riftness with numerous stratifications of layers. It gives the basis to suppose, that separating the pieces of the sandstone containing thin (1-5 mm) layers of copper oxides was made with the help of the wooden or bone wedges hammered into natural cracks with the help stone hammers. Stone and bone instruments as mattocks, primitive shovels or dustpans could be used for removal of superficial layer of ground, and also for an exposure (clearing) cracks of radical rocks.

All underground mine manufactures of Chervone lake IV are investigated partly. Opening of vertical excavation I of Chervone lake IV on a ridge of a hill on depth up to 5 meters has allowed to reveal connected with it in a southern part the grave pit made in a rocky ground by depth of 2,25 meters (Photo 2.2). Its sizes are 2,15×1,30 meters.



Fot. 2.2. Wyrobisko górnicze
Photo 2.2. Chervone lake IV. Mine excavation 1



Fot. 2.3. Szczątki szkieletu w wyrobisku górniczym
Photo 2.3. Chervone lake IV.
Burial in mine excavation 1

At the bottom of a pit in limits of simulated stone box look as connected under right angle of two walls from plates of copper sandstone, adjoining to northern radical wall of pit, there was a skeleton of the person (Photo 2.3). Buried man laid in adoration pose on left side headlong to northeast.

At the head there was a ceramic vessel (Photo 2.4) and a rib of animal (Photo 2.2). That fact pays attention, that in a vessel there were pieces of rich copper-bearing sandstone, and the rib of animal rather resembled the bone mine instruments which have been found out in the area of industrial construction (workshop) in area of mine Chervone lake I (Photo 2.5).

Buried man was under powerful stone mortgage plate, where on a surface of top circle the ceramic vessel was revealed. The significant amount of animals' bones (funeral feast here is found?). The funeral ceremony and character of ceramics testifies pertaining of died man to carriers of Berezhnovskij-Majevskij cultures of crub generality (ethnically to the most ancient Iranians) and allows to date him in limits of XIV-XIII centuries B. C. It is necessary to note, that on the Euroasian territory this is one of few cult burials of the ancient miners allowing identifying mine excavation culturally and chronologically in which area it is revealed. Character of a funeral ceremony gives the basis to consider, that buried man belonged to elite of miners-metallurgists clan.



Fot. 2.4. Ceramika znaleziona w wyrobisku górniczym
Photo 2.4. Chervone lake IV. Ceramic vessel from the burial found in mine excavation 1



Fot. 2.5. Narzędzia prehistoryczne
Photo 2.5. Chervone lake IV. Production site of ancient workshop

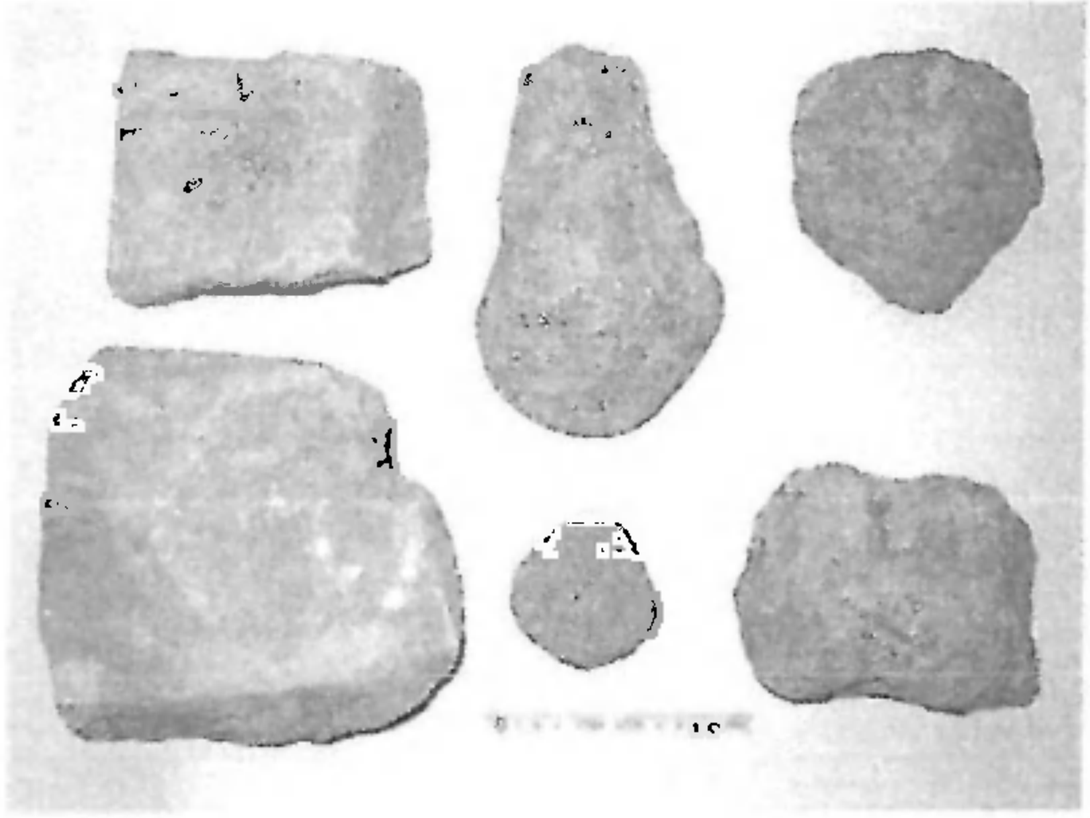
3. Industrial sites on ore enrichment

In area of underground mine excavations of mine Chervone lake IV is fixed the industrial platform on initial enrichment of copper ore (sorting).

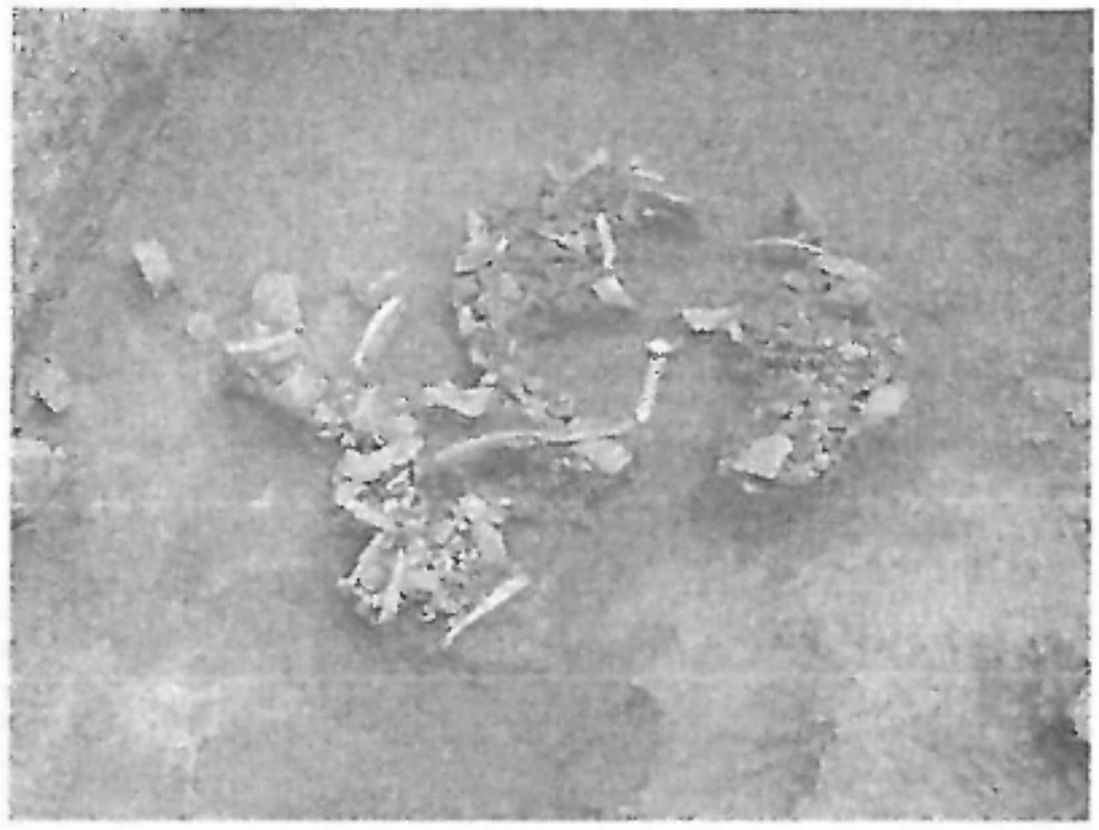
Close to quarry Chervone lake I the industrial construction (workshop) was found out where it was carried out secondary enrichment of copper ore (Fig. 2.1, pos. A) and settlement of ancient miners with traces of stone house-building (Fig. 2.1, pos. 1).

Industrial construction with foundation slightly deepen into the ground had under-square-waved form. Also traces of pole designs fixed on pits, which walls are strengthen by the sandstone plates standing on their edges here are revealed. Excavation have allowed to reveal a series of finds (Photo 2.5, 3.1) among which there were tens full and broken off bone working instruments made from ribs and shoulder blades of animals with distinctive copper greenness, instruments from a stone, fragments of ceramics. Pays attention the compact concentration of

pieces of fine fraction of copper sandstone on which surface there were tens instruments made from a bone (Photo 3.1). Data of V. V. Kilejnikova [5], based on results of trace analysis, allow making a conclusion, that instruments from a bone were primitive ore-extracting shovels and ground-digging shovels, concerning to group of mining-metallurgical instruments. The number of stone instruments revealed here - mattocks, hammers and the products combining them of function concerns to the same group, and also pestles and mortars (Photo 3.1).



Fot. 3.1. Narzędzia kamienne
Photo 3.1. Chervone lake IV. Stone working instruments from productions building



Fot. 3.2. Narzędzia z kości
Photo 3.2. Chevone lake IV. Bone working instruments from productions building

Probably the enrichment technology looked as follows. Pieces of sandstone containing the copper were delivered to an industrial platform where they were crushed with stone hammers and stratified on planes with layers of copper oxides. Then a copper concentrate was scratched out from planes with bone instruments (Photo 2.5) and crushed in mortars (Photo 3.2) by means of stone pestles (Photo 3.2).

On rocky dump of ore quarry Chervone lake-I was found out a construction looked as heat-engineering construction which, obviously, was used for experimental melting of ore. It is necessary to note, that other objects of metallurgical manufacture close to mines are not revealed. There are bases to assume about transportation of the enriched ore (powder concentrate) to the territories removed from mines deeply in forests, providing an opportunity of metallurgical manufacture.

4. Conclusion

Two seasons of archeological excavations and the engineering analysis of mines Chervone lake have begun the large-scale field studying of a complex of industrial monuments of Kartamysh archeological microdistrict. The revealed mine excavations and working instruments allow to recreate technology of development and enrichment of copper ores in epoch of bronze, to estimate the scales of mine works. The last data testify the presence in basin of Severski Donets in XIV-XIII centuries B. C. powerful independent base on

development of copper ores and changes the knowledge about coming of copper to territories of Ukraine from the east (areas of Volga, Ural) in the late bronze age.

The further researches of mining-engineering monuments of Kartamysh archeological microdistrict have the big prospect, as from the point of view of studying the history of bronze age in Ukraine's territory, and from positions of reconstruction of mining technologies.

Literature

[1] Черных Е. Н. Древняя металлообработка на Юго-Западе СССР. Москва: Наука, 1976. 302 с.
[2] Татаринов С. И. Древнии металл Восточнои Украины. -Артемовск, 1993. - 153 с.
[3] Бровендер Ю. М. , Дорофеев В. Н. , Отрощенко В. В. , Пряхин А. Д. и др. Украинско-российская экспедиция по изучению древних памятников горного дела Донбасса (итоги полевого сезона 2001 года и перспективы исследовании). - Алчевск: ДГМИ, 2002. - 76 с.
[4] Гаико Г. И. История горной техники. - Алчевск: ДГМИ, 2001. - 134 с.
[5] Килеиников В. В. Костяные орудия труда с рудника Червонэ озеро Картамышского рудопроявления // Пятьдесят полевых сезонов археологов Воронежского университета. - Воронеж, 1997. - вып. 10. - с. 103-105.

Prehistoryczne kopalnie we wschodniej Ukrainie

Streszczenie

W artykule przedstawiono rezultaty poszukiwań archeologicznych kopalni miedzi z późnej epoki brązu (XIV – XIII w p.n.e.) zlokalizowanych na terenach wschodniej Ukrainy (region Doniecka). W prehistorycznych kopalniach odkrywkowych i podziemnych piaskowca miedzionośnego znaleziono narzędzia górnicze i określono prawdopodobne technologie wydobywania i wzbogacania rud miedzi w rejonie wschodniej Ukrainy w okresie epoki późnego brązu.

Recenzent: dr inż. Jerzy Kicki

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 617–627

Гарри Г. ЛИТВИИСКИЙ
Донбасский горно-металлургический институт, Алчевск, Украина

Методика ретроспективиого аиализа и критерии оцеики техиического уровия гориой техиики

Ключевые слова

Методологи - горная техника - ретроспективный анализ - технический уровень - критерии оценки - тенденции развития - проходческие комбайны

Реферат

Рассмотрены общие вопросы методологии оценки технического уровня горной техники. Обосновано формирование набора основных технических показателеи. На основе теории подобия и размерностеи сформированы показатели горноиї техники, отвечающие принципу инвариантности при изменении масштаба. Изложена методика ретроспективного анализа изменения относительных показателеи и предложен новыи обобщенныи критериї эффективности горноиї техники, учитывающиї изменение производительности при разноиї прочности пород. Выполнен анализ тенденциї развития роторных комбаинов путем сравнения их обобщенного критерия эффективности.

1. О методологии оцеики техиического уровия техиики

С переходом на большие глубины горно-геологические условия разработки угольных пластов существенно ухудiпаются, что особенно характерно для шахт Донецкого бассеина [1]. В условиях кризисного состояния горноиї промыiленности, когда принятие решениї о приобретении или проектировании новоиї горноиї техники сопровождается повышенным риском, особеннуо актуальность приобретает возможность объективноi оценки ее технического уровня.

Для проведения сравнительноиї оценки уровня технического горноиї техники необходимо использовать комплекс показателеи, позволяющих сопоставить ее эффективность по различным характеристикам. Как правило, каждая горная машина сопровождается большим набором технических данных, которые можно разбить на несколько групп:

- геометрические параметры (в том числе габаритные размеры) горноi машины и отдельных ее элементов;
- показатели условиї применения техники (горно-геологические и горнотехнические данные);
- энерго-механические параметры (тип энергии, установленная мощность двигателеи на исполнительном органе, на погрузке, движителе, кпд, и т.д.,);

- показатели техническон и эксплуатационной производительности, надежность, коэффициент готовности,
- технические параметры отдельных систем и условии их эксплуатации;
- требования безопасности, комфортности, охраны труда;
- технико-экономические данные (стоимость, окупаемость, ремонтопригодность и пр.);

Учитывая недостаточно достоверныи характер, либо отсутствие некоторых исходных технических данных в доступноИ для анализа текущеи информации, желательно выбрать такие их комбинации, чтобы они охватывали как можно более стабильные и распространенные показатели. Заметим, что не следует переоценивать достоверность приводимых различными фирмами данных, поскольку здесь может быть как их неосознанное искажение (например, когда машина еще не запущена в серию), так и вполне сознательная дезинформация, диктуемая требованиями рекламы, конкурентноИ борьбои за рынок и пр. Однако, несмотря на возможныи разброс данных, можно полагать, что в своеи совокупности эти неизбежные неточности при статистическои обработке будут взаимно компенсированы и не помешаiот получить вполне реальное представление о тенденциях и закономерностях развития горноИ техники и технологии.

К техническим данным, чаще всего приводимым в технических характеристиках горной техники, можно отнести (в скобках указаны обозначения размерности l –длина; t –время; m – масса; P – сила, $[m*l/t^2]$):

- A – габаритные размеры (длина, ширина, высота, м) $[l]$;
- V – условныи объем, которые занимает машина в выработке $[l^3]$.
- M – общая масса данного образца техники, (т) $[m]$~$[l^3]$;
- N – мощность суммарная Nc и рабочего органа Np (кВт) $[P*l/t]$ ~$[ml^2/t^2]$~ $[l^5/t^2]$;
- $П$ – производительность в единицах готовои продукции за единицу времени (например, м3/мин, т/час; и т.д.) $[l^3/t]$;

При указании размерности какого-либо показателя приведена оценка его пропорциональности геометрическим размерностям с целью учета и дальнеишего исключения «масштабного» эффекта. Под «масштабным» эффектом понимается изменение численноИ величины показателя машины при пропорциональном изменении ее размеров. Так, например, масса M, которая при изменении масштаба изменяется пропорционально $[M]$~$[b*l^3]$. где b – постоянныи коэффициент, а мощность N рабочего органа горной машины, пропорциональна (с некоторым постоянным коэффициентом a) $[N]$~$[a*l^5]$. Поэтому одним из важнеищих требованиИ к результативным показателям при оценке технического уровня машины является их постоянство (инвариантность) при изменении масштаба (геометрических размеров) машины.

Следует обратить внимание на то, что в указанные данные, характеризующие горную технику, не включены чисто экономические показатели (стоимость, затраты на ремонт и восстановление, окупаемость и др.). Это сделано вовсе не потому, что ими здесь пренебрегли. Такая позиция в данном исследовании является вынужденноИ, поскольку в рыночноИ экономике эти данные относятся скорее всего к коммерческоИ тайне фирм. Более того, некоторые из технических данных также можно иногда поставить под сомнение, поскольку под влиянием рыночноИ конкуренции в рекламных проспектах или описаниях конструкции они приводятся не вполне объективно.

2. Формирование набора показателей для оценки эффективности горной техники

Из совокупности наиболее достоверных данных целесообразно получить некоторые показатели, которые условно можно использовать для сравнительной оценки разных образцов техники. Целесообразно (а это всегда возможно) для единообразия так сформировать эти показатели, чтобы они при своем возрастании указывали на повышение технических качеств горной техники. Иными словами, когда первая производная от выбранного результативного показателя по времени положительна, это отражает положительную тенденцию. Кроме того, как это отмечалось выше, изменение масштаба любого вида техники не должно приводить к изменению значения показателя.

Независимо от способа формирования набор показателей (критериев) в многокритериальной задаче должен удовлетворять определенным требованиям [2]:

- Полнота. Использование любых дополнительных критериев не изменяет результатов решения задачи;
- Декомпозируемость. Набор критериев обеспечивает возможность разбиения сложно задачи на отдельные, более простые части.
- Неизбыточность. Различные показактели (критерии) не должны учитывать один и тот же аснект последствии.
- Минимальность. Набор должен содержать как можно меньшее количество критериев.
- Измеримость. Каждый критерий должен допускать возможность оценки интенсивности характеризуемого им свойства.

Формирование набора критериев позволяет выделить те аспекты последствии, которые должны приниматься во внимание при сравнении различных вариантов горной техники[3].

Перечислим некоторые из этих показателей, при этом, учитывая правила мнемоники, обозначим их единообразно и с исчерпываюшей определенностью, например, через $\lambda_{\Pi/V} = \Pi/V$, где нижними индексами отражен смысл показателя. Все ниже перечисленные показатели инвариантны относительно размеров горной машины, т.е. постоянны при изменении ее масштаба, что видно из сравнения их размерностей.

1. $\lambda_{\Pi/N} = \Pi/N^{3/5}$ – показатель удельной производительности, отнесенной к установленной мощности машины. Он характеризует, насколько эффективно используется установленная мошность, показывает в определенном смысле энергоемкость получаемой продукции и является одним из важнейшим среди остальных показателей. Чем больше этот показатель, тем более эффективно используется энергия для получения конечной продукции, тем лучше энерго-механическая компоновка машины.
2. $\lambda_{\Pi/M} = \Pi/M$ – показатель, характеризующии эффективность конструкторского решения с точки зрения ее материалоемкости и отражающии, какую производительность дает каждая единица массы машины. Чем выше этот показатель, тем меньще удельная материалоемкость горная машина, тем выше ее производительность, приходяшаяся на единицу массы, тем меньше следует ожидать затрат на материалы при изготовлении горной машины, тем ниже ее стоимость при прочих равных факторах..
3. $\lambda_{\Pi/V} = \Pi/V$ – ноказатель эффективности заполнения объема горного оборудования, характеризующий свойство компактности и использования пространственных решений в конструкции горной машины. Чем выше этот показатель, тем меньше

материалозатраты на единицу продукции машины, тем меньше загромождается выработка, тем легче монтировать и обслуживать машину с позиции размещения ее в выработке.

4. $\lambda_{N/M} = N^{3/5}/M$ – показатель энерговооруженности горной машины, по нему можно судить, какова удельная энергия в единице массы, насколько «активно» в конструкции использована каждая единица массы. Косвенно в этом показателе отражается использование новых прогрессивных и высокопрочных материалов в машине, ее силовая сбалансированность, приближение привода к рабочим органам, экономия на трансмиссиях и редукторах и т.д.
5. $\lambda_{N/V} = N^{3/5}/V$ – показатель использования объема машины для размещения мощности, он оценивает эффективность пространственного конструкторского решения, ее компактность и энерговооруженность единицы занимаемого объема, косвенным образом позволяет оценить проблемы теплового баланса горной машины и т.д.
6. $\lambda_{M/V} = M/V$ – показатель сосредоточения массы в единице объема горной машины (своеобразный показатель плотности конструкции машины), дает оценку соотношения экстенсивных характеристик машины и позволяет судить о компактности конструкторских решений, что важно для горных выработок, где во многих случаях экстенсивные параметры горной машины выступают как лимитирующий фактор.

Большинство из этих показателей могут вычисляться неоднозначно, поскольку под каждым их входящих параметров могут подразумеваться разные значения (например, производительность может быть максимальной и минимальной, мощность может быть общей или только исполнительного органа и т.д.). поэтому в каждом отдельном случае будет конкретизировано, значение какого показателя имеется в виду.

3. Обобщенный критерий эффективности горной техники Λ_0

Однако выбранные параметры (показатели) даже в таком усеченном виде чересчур многочисленны и поэтому не совсем удобны для суждения о конструкции горной машины в целом. Поэтому можно попытаться создать обобщенный критерий качества горной машины, который позволял бы произвести «свертку» (объединение) основных технических данных, характеризующих ту или иную конкретную конструкцию. Это позволило бы сравнивать различные горные машины одного и того же предназначения, несмотря на большие их различия.

Таким обобщенным критерием может быть простейшая комбинация основных технических данных в виде следующего симплекса:

$$\Lambda_0 = \frac{\Pi}{M^{\alpha}\ N^{\beta}} \qquad (3.1)$$

где α и β – некоторые постоянные величины, которые следует выбрать, исходя из требования независимости симплекса от масштабного фактора. Поскольку каждый из входящих в симплекс сомножитель пропорционален $[L^{\sim}]$, то для выполнения сформулированного требования инвариантности показателя относительно масштаба

следует положить проистекающее из положении теории подобия и размерностеи равенство $\alpha = \beta = 0.3$, и окончательно обобщенный критерий будет иметь вид:

$$\Lambda_0 = \frac{\Pi}{\sqrt{MN^{3/5}}} \qquad (3.2)$$

Обобщенныи критерии эффективности Λ_0 характеризует, ценои каких затрат энергии и материалоемкости достигается конечныи результат, отраженныи в производительности машины, т.е. цель, ради которой она создана. Косвенным образом знаменатель отражает возможную стоимость машины, т.к. включает в себя интенсивныи (мощность N) и экстенсивныи (масса M) параметры. Чем выше обобщенныи критерии, тем экономичнее машина, тем она компактнее, а ее конструкция более совершенна.

Чтобы этот обобщенныи критерии был наполнен более достоверным содержанием, следует входящии в него параметр П (производительность) указывать для заранее заданных одинаковых условии работы сравниваемых конструкции горноi техники. Поэтому приходится при проведении исследовании тщательно выбирать тип горных машин по целевому назначению, когда производительность выражастся одноi и тоi же размерностью и трактуется в одинаковых понятиях. Надо, например, с осторожностью и дополнительными обоснованиями проводить сравнение по такому обобщенному критерию в ряде случаев родственных горных машин (комбайны с погрузочными машинами или с буровои техникои), пусть даже их производительность измеряется одинаковыми размерностями (например, м^3/мин).

Кроме того, известно, что производительность горной машины, взаимодеиствующей с горным массивом, в большинстве случаев существенно зависит от своиств массива, в частности, от прочности слагаiоших его пород. Особенно это касается техники, в которои главным рабочим процессом является разрушение горной массы. Поэтому необходимо учитывать это обстоятельство при подстановке производительности в обобщенныи критерии и другие показатели, содержашие производительность ***П***.

4. Влияние прочности на производительность разрушающего органа горной машины

Поскольку производительность горноi машины существенно зависит от прочности горноi породы, то без учета этого обстоятельства эффективность машин, связанных с разрушением горноi массы высокоi прочности, всегда будет меньше, чем при работе по слабым породам. Чтобы выполнить условие объективного выравнивания показателеи, в которые входит производительность, для машин с разрушающим рабочим органом (папример, для горнонроходческих комбайнов) следует производительность «привести» к одной и тоi же прочности разрушаемых пород. Учитывая отсутствие обшепринятоi теории разрушения горных пород, такуо задачу следует отнести скорее к разряду нетривиальных и до сих пор должным образом не решенных. Поскольку в каждом конкретном случае в производительность следует внести корректирующую поправку на прочность горных пород, нами были проанализированы данные практики, отраженные в нормах и единичных расценках для горных комбайнов, бурильных машин и сверл.

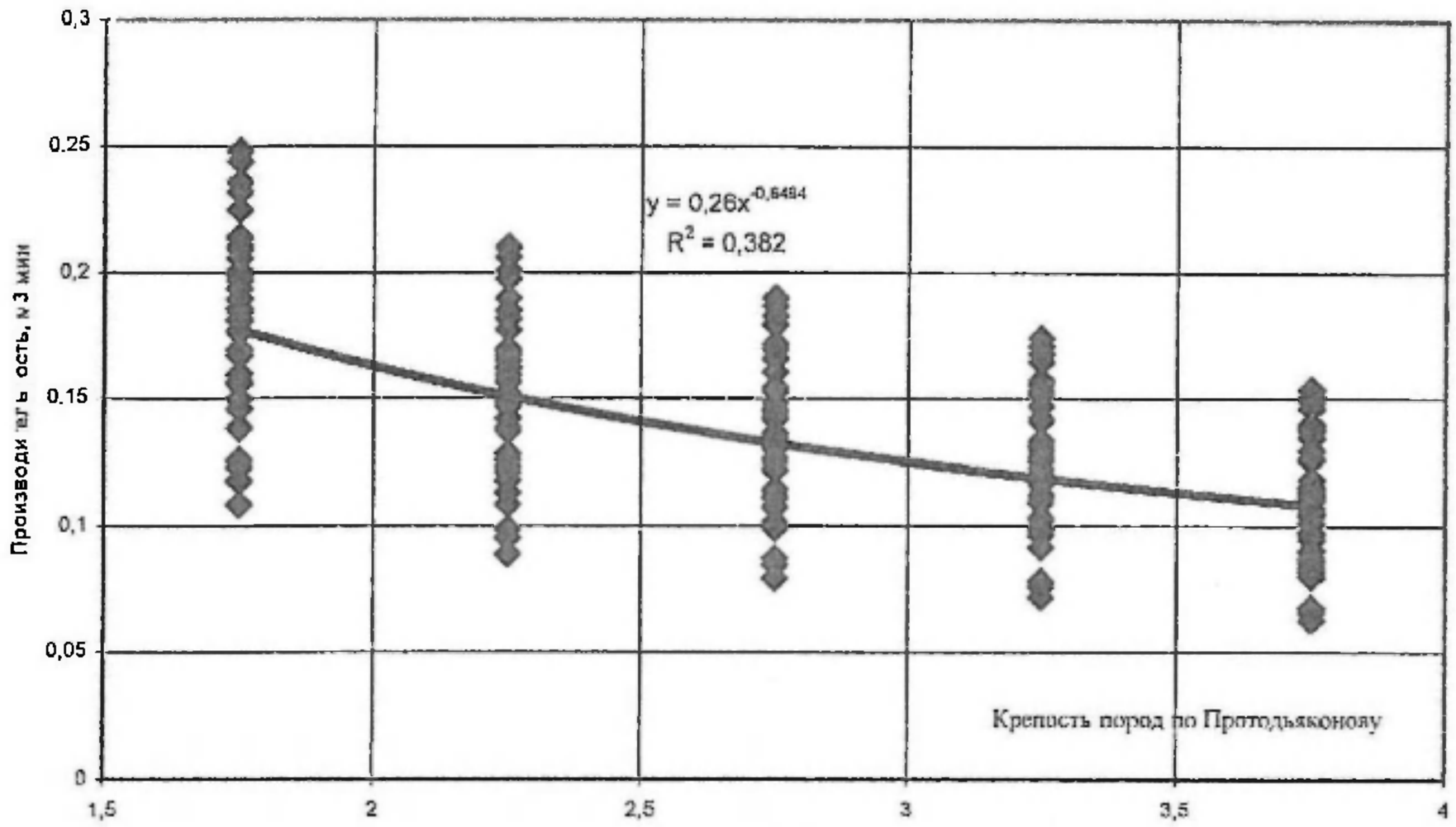


Fig. 4.1. The actual output of heading machines depending on the rigidity of rock upon Prof. Protodjakonow

Обработкой данных для комбайнов избирательного действия получена зависимость их эксплуатациоиной производительности от значения крепости пород по Протодьяконову (рис. 4.1), которая линейно связапа с сопротивлением пород разрушению. Из графика следует, что Производительность комбайнов уменьшается по степенному закону по мере возрастания крепости горных пород. Такого же характера зависимости были получены и для комбайнов роторного типа. Однако, как видно из рис. 2, эта зависимость не так явио выражена и разброс данных значительно больше. Такой разброс можно объяснить тем, что при получении графиков были использованы данные по многим комбайнам различных конструкции, которые работали в различных услвоиях, а в некоторых случаях – только данные технических характеристик комбайнов. Поэтому при использовании производительности в показателях оценки технического уровня техники следует использовать разного типа корректировки для комбайнов избирательного действия и роторных.

5. Относительные показатели качества техники

Цель методики оценки данных о параметрах комбайна состоит в определении места комбайна относительно всей совокупности существующих копструкций. Поэтому на первом этапе исследовании проведен сбор всех данных по доступным источникам (книги, справочники, диссертации, Интернет и т.д.) о параметрах комбайнов. Для каждого из типов комбайна вычислялись их удельные показатели λ_k (k=1,2…n), где n - число удельных показателей. Каждый из показателей представляет собой размерную величину, и зависит от того или иного выбора размерностей входящих в показателей

параметров комбайна, что представляет собои большое неудобство, поскольку каждыи результативныи показатель может колебаться весьма значительно, а его запись с учетом размерности не обладает наглядностью.

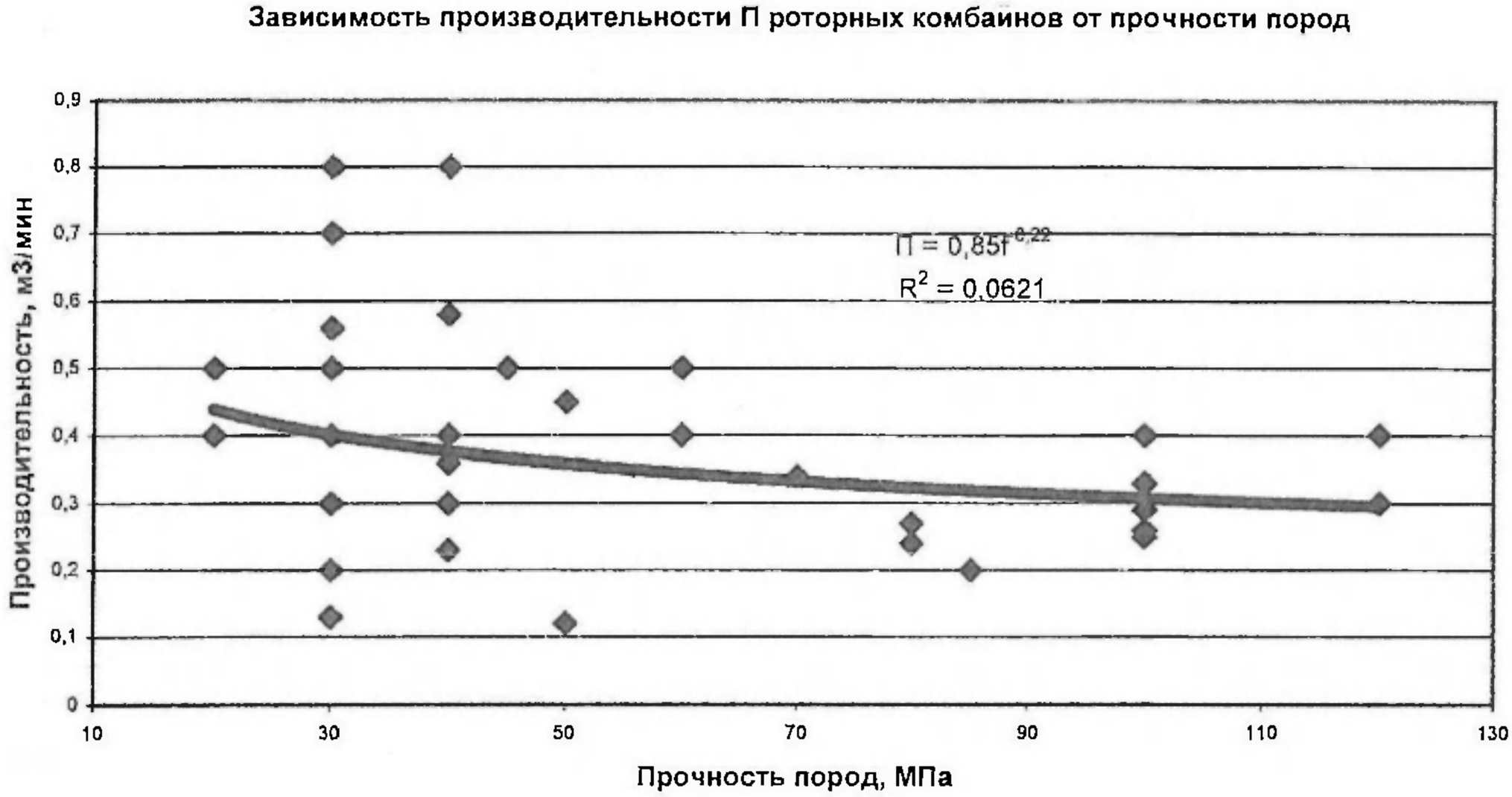


Fig. 5.1. The actual output of moles depending on the strength of rock

Поэтому следует перейти от размерных результативных показателей к относительным в безразмерной форме. Для этого найдем осредненный по всей выборке из генеральной совокупности показатель по формуле:

$$\overline{\lambda}_k = \sum_{i=1}^{n} \lambda_i \Big/ n \qquad (5.1)$$

Тогда каждый k-тый относительныи показатель можно вычислить по формуле с использованием (5.3):

$$\Lambda_k = \lambda_k / \overline{\lambda}_k \qquad (5.2)$$

Таким образом, относительныи показатель Λ_k позволяет судить о том, какое место относительно генеральной совокупности комбаипов занимает данная конкретная конструкция.

$$\overline{\lambda}_k = \sum_{i=1}^{n} \lambda_i \Big/ n \qquad (5.3)$$

Таким образом, относительныи показатель Λ_k позволяет судить о том, какое место относительно генеральнои совокупности комбаинов занимает данная конкретная конструкция.

Чтобы судить о том, как изменяются отдельные направления горной техники во времени, т.е. получить представление о ретроспективных тенденциях ее развития, необходимо расчленить (подразделить) всю имеющуюся совокупность данных по времени, а затем сравнить полученные показатели между собои. Поскольку приводимые данные не всегда содержат информацию о времени начала выпуска той или иной конструкции или ее модификации, пришлось пойти на некоторое вынужденное огрубление ретроспективного анализа развития техники. Это упрощение свелось к тому, что вместо точного указания исходной даты разработки или появления конкретной машины, указывался временной отрезок (период) протяженностью в 20 лет, когда эта конструкция стала известна. Таких периодов было выделено четыре: 1920-1940; 1940-1960; 1960-1980; 1980-2000 гг.

Возникает вопрос: почему была выбрана такая длительность каждого периода? Ответ на этот вопрос заключается в том, что разбивка на периоды – это, в известном смысле, дискретизация отрезка времени, на котором мы изучаем образцы техники и, поэтому, любой выбор носит условно-методический характер. Размер шага дискретизации зависит от количества попадающих в каждый период образцов техники, а также от точности анализируемого результативного показателя. Поэтому никаких априорных ограничений на выбор шага дискретизации времени не существует, более того, методикои допускается возможность выбора различных по длительности периодов, на которые разбита временная шкала.

Принятое нами разбиение удобно тем, что период длительностью 20 лет примерно соответствует скрытому (латентному) периоду смены принципиальных характеристик горных машин и оборудования, появления новых образцов техники. Так, период 1920-1940 гг. (начало механизации) характеризуется преобладанием ручного труда и малых средств механизации, появлением первых горных машин. Второй период 1940-1960 гг., несмотря на тяжелые последствия Второй мировой войны и восстановительного периода для нашей страны, замечателен появлением большого количества модификаций горной техники, направленной на механизацию отдельных горных процессов (отбойка, погрузка, транспорт). Этот период можно назвать периодом механизации отдельных горных процессов. Период 1960-1980 гг. характеризуется созданием комплексов и комбайнов различного типа, когда формируется направление полной механизации основных нроцессов горной технологии. Наконец, нериод 1980-2000 гг. можно назвать периодом начала унификации лучших образцов горной техники и начала автоматизации процессов горной технологии.

Поскольку нредыдущими преобразованиями для анализируемого типа техники были установлены средние относительные показатели по всеи доступной выборке из существующей генеральной совокупности данного класса машин, то после нормирования этого показателя по всем периодам сразу, мы получаем, согласно (5.1)-(5.3), что все показатели условно осредненного представителя данного класса техники будут равны единице. Таким образом, мы сформировали единообразный уровень отсчета для измерения отклонений изучаемых относительных показателей от среднего уровня, которыи после нормирования стал равен единице.

Теперь следует для каждого выделенного периода времени найти свои, нрисущие им, абсолютные результативные показатели изучаемых образцов горных маiпин и усреднить их по данному периоду времени, а затем разделить на соответствующий абсолютный результативный показатель, общии для всех периодов. Тем самым мы получим оценку

достигнутого уровня развития техники но анализируемому показателю в данный период времени

$$\Lambda_k(t_i) = \overline{\lambda}_k(t_i)/\overline{\lambda}_k \tag{5.4}$$

где $\Lambda_k(t_i)$; $\overline{\lambda}_k(t_i)$ - относительный и абсолютный результативные k-показатели, осредненные по периоду времени t_i; (i = 1, 2, 3, 4).

Таким образом, в этом состоит суть предложенной методики ретроспективного анализа тенденций развития любого промышленного изделия, образца (в том числе горной техники) по изменению во времени относительных результативных показателей. Методика позволяет проследить изменение каждого показателю в отдельности и дать оценку уровня совершенства не только отдельно взятого образца техники или промышленной продукции, но и совокупности их модификации в заданный период времени но отношению к общему уровню такого класса продукции (машин) за все время его существования. Чем больше единицыанализируемый результативный показатель, тем выше качественный уровень техники по этому показателю и наоборот. Важно иметь в виду, что средний относительный уровень развития техники, принятый за единицу, является не чем-то застывшим и абсолютным, а постоянно меняющимся в зависимости от появления новых образцов техники с высокими технико-экономическими параметрами. Это приводит к соответствующему увеличению осредненного по всей выборке каждого абсолютного показателя, что заставляет соответственно изменяться (в сторону уменьшения) и все остальные относительные показатели тех машин, у которых технические параметры не изменялись..

Поскольку методикой оценки технического уровня горной техники предусматривается обработка больших массивов информации о технических данных многих типов машин и оборудования., то здесь уместно применить и существующие стандартные статистические методы для определения значимости и правдоподобия получаемых рекомендаций и выводов.

Продемонстрируем нрименение методики к одному из самых бурно развивающихся в последнее время направлений в горном оборудовании – к горнопроходческим комбайнам.

6. Анализ тенденций развития роторных комбайнов

Продемонстрируем применение методики к одиому из самых бурно развивающихся в последнее время направлений в горном оборудовании – к горнопроходческим комбайнам. Цель анализа эффектиивности контрукции комбайнов состоит в определении места комбайна относительно всей совокупностисуществующих конструкций. Поэтому на первом этапе исследований был проведен сбор всех доступных данных, в результате чего для роторных комбайнов все данные были сведены в таблицу, в первой части которой помещены основные сведения из их технических характеристик, а во второй – относительные показатели каждого комбайна.

Все роторные комбайны распределены по группам, соответствующим тому или иному периоду развития горной техники. По каждой группе были определены для каждого показателя его максимальное, минимальное и среднее значение по выборке,

а также вычислен коэффициент вариации. В конце таблицы приведены эти же значения для всеи выборки. Из таблицы можно судить, как во времени изменялись относительные показатели комбаинов, что дает достаточно содержательную основу для выводов о направлении развития этого вида горной техники.

В первуо очередь следует отметить чрезвычаино широкии разброс каждого из показателеи, поскольку коэффициент вариации доходит до 1,86. Это можно объяснить больщим разнообразием кострукции комбаинов, среди которых многие содержат не вполне удачные конструктивные решения. В ряде случаев низкие значения того или иного показателя могут быть объяснены особенностями назначения или применения комбайна, что не вполне отражено в сводноии таблице и требует особого рассмотрения.

Наибольшии интерес представляет изменение обобщенного критерия Λ_0 во времени. Как видно из графика (рис. 3), этот критерии, взятый в средием по всей выборке, существенно возрос от 0,5 в 20-40 гг. до 1,2 в текущии период времени, т.е. более чем на 140%. Это свидетельствует о заметном прогрессе в развитии роторных комбайнов, и впервую очередь это следует отнести к существенному росту их енерговооруженности, совершенствованию отдельных конструктивных узлов, а также к более высокому качеству изготовления. Отметим, что на данном этапе исследований не были учтены важные факторы, влияющие на эффективность применения комбаинов, и в первую очередь – показатели надежности, коэффициент готовности, наработка на отказ и др., поскольку в техническои характеристике комбаина таких данных, как правило, нет. Тем не менее, общее представление о развитии роторных комбайнов из рис. 6.1 можно получить (здесь не приведены графики по остальным показателям комбаинов).

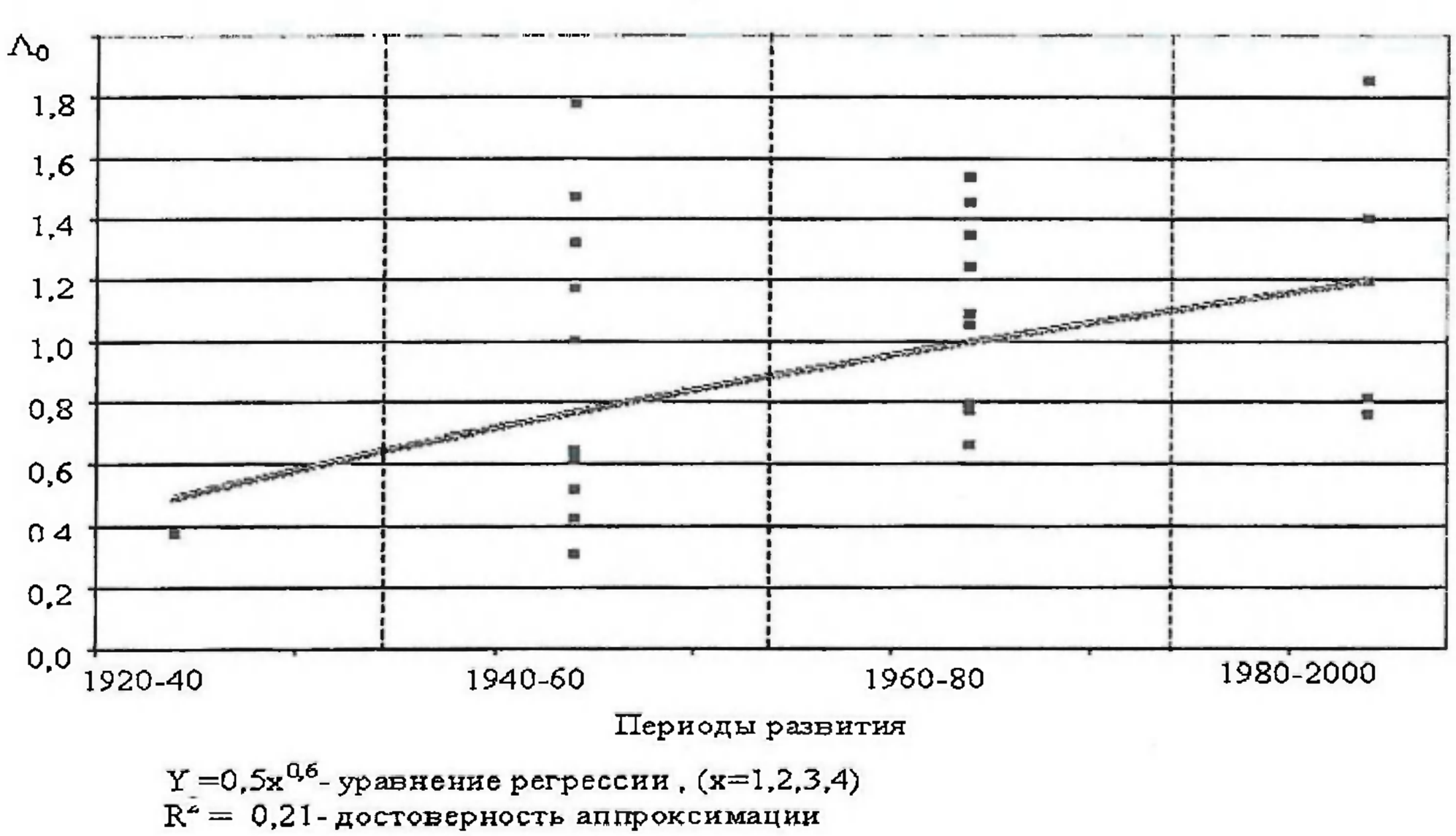


Fig. 6.1. Variation of generalized criterion Λ_0 rotary combines (moles) with the course of time

Анализируя полученные результаты, можно сделать выводы, что, несмотря на постоянныи рост обобщенного критерия эффективности у роторных комбайнов, темп его роста замедляется, что свидетельствует об исчерпании резервов совершенствования конструкции. Поэтому экстенсивныи путь введения отдельных усовершенствованиий в конструкцию комбайна не может дать необходиомго роста их технической

эффективности. Отсюда следует важный вывод о необходимости перехода на качественно новые технические решения в конструкции комбайнов. В первую очередь, по нашему мнению, их следует ожидать в решении проблемы взаимодействия разрушающих органов с массивом пород, в развитии новых конструкций резцов и шарошек, применении новых материалов и способов разрушения пород (динамическими струями воды высокого давления, виброактиивными способами воздействия на массив и др.).

Литература

[1] Garry G. Litvinsky. Problem eksplyatacji cienkich pokladow w ukrainskich kopalniach wegla kamiennego Zaglebia Donieckiego. Proceedings of the school of Underground Mining 2002. International Mining Forum. Polish-Ukrainian Forum. Polish Academy of Science. Cracow: Nauka-Technika, 2002. Pp. 347-363.
[2] Keeney R.L., Raifla H. Decisions with Multiple Objectives: Preference and Value Tradeoffs. – New York, 1976, "John Willey".
[3] Гафт М.Г. Принятие решении при многих критериях. – М.: Знание, 1979. – 64 с.

The method of retrospective analysis and criterias of an estimation of a technological level of a mining technique

Abstract

The general problems of the methodology of an estimation of a technological level of a mining technique are reviewed. Forming a set of the basic engineering indexs is justified. On the basis of the theory of a similarity and dimensions the indexs of a mining techniques which adequate a principle of invariancy at warping are formed. The method of application of retrospective analysis of variation of relative indexs is explained and the new generalized criterion of effectiveness a of mining techniques which are taking into account variation of output at different hardness of rocks is proposed. The analysis of the tendencies of progressing of rotary roadheaders (moles) is carried out by matching their generalized criterion of effectiveness.

Recenzent: dr inż. Waldemar Korzeniowski

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 629–637

Гарри Г. ЛИТВИНСКИЙ
Донбасскии горио-металлургический институт, Алчевск, Украина

Настоящее и будущее проходческой техники

Ключевые слова

горная промышленность - проходческая техника – комбайн MIR - конструкция - технико-экономические показатели

Реферат

Дан краткий историческии экскурс развития проходческой техники. Вскрыты присущие ей недостатки. Изложена идея принципиально новой конструкции проходческого комбайна фронтального типа, позволяющая переитн на уровень роботизации технологии сооружения подземных выработок различного назначения. Рассмотрены основные конструктивные особенности комбайна-робота иового гехннческого уровня.

1. Введение

Решение проблем инновационных преобразований в горной промышленности неразрывно связано с разработкой горнопроходческой техники и технологии. В настоящее время общепризнанно, что комбайновый способ проведения горных выработок является наиболее прогрессивным, так как совмещает во времени все основные процессы и обеспечивает поточность горнопроходческой технологии [1]. Первые проходческие комбайны с момента их создания на рубеже 19 и 20 вв. явно наметили прогрессивные технические идеи в подземном строительстве несмотря на присущие им конструктивные и технологическне недостатки (громоздкость, больщие трудозатраты на вспомогательные операции, низкая надежность, малая ремонтопргодность и т.д.). Первые конструкции проходческнх комбайнов (американскии инженер Мак-Кинли в конце 19 в.) основывались на идее высверливания, однако только для рыхлых пород. Затем началнсь попыткн создания комбаннов с использованнем строгаюшего, ударного и резцового разрушаюшего органа избирательного метода обработки породного забоя. В настоящее время в качестве разрушающего инструмента применяют резцы (для угля и слабых пород) или шарошки различных типов для крепких хрупких пород.

Существуюшие проходческие комбайны механизируют процессы разрушения пород в забое и погрузки отбитой горнон массы. Однако крепление выработкн остается, как правило, плохо механизированным процессом. Коэффициент машнного времени комбайнов остается недопустимо низким (0,25-0,30), коэффициент их нспользования в промышленности не превышает 60%.

2. Недостатки существующих комбайнов

Разработка конструкции комбайнов по типу исполнительного органа в настоящее время идет ио двум направлениям – комбаины избирательного или роторного (бурового) деиствия. Первые находят применение в основном при проведении выработок по породам невысокои крепости (f<8), они более мобильны, компактны, обладают меньшей массои, удобны при необходимости варьирования сечения выработки в широких пределах и при раздельнои выемке горного массива в забое. Комбайны бурового типа (роторные) более мопцные, могут работать в породах различнои крепости, но в выработках постоянного сечения и требуют высоких напорных усилии.

Однако большинству комбаинов нрисущ ряд существенных недостатков:

- высокие неуравновешенные равнодеиствующие и главные моменты сил, возникаюшие при взаимодеистви избирательного или исполнительного бурового органа с породои, что требует обеспечения устоичивости комбайна, резко усложняет и утяжеляет его конструкцию;
- тяжелые редукторы и удаление двигателя от нсполнительного органа прнводит к необходимости передачи высоких моментов и усилии вдоль всего комбаипа, что значительно утяжеляет его копструкцию;
- большая длина комбаинов, особенно тяжелых типов, ограничиваюшая или делаюшая невозможнои его маневренность в вертикальнои и горизонтальном направлении, усложняюшая работу в зоне забоя;
- необходнмость создания для исиолнительного органа больших напорных усилии на забои, что требует мощных силовых конструкцин и чрезмерного увеличения массы комбаина, доходяшей до 30-50 и более т;
- малокомфортные условия труда в забое: высокая заныленность, шум, стесненность, повышенная температура нз-за болыпои установленнои мощности двнгателеи (до 300-500 квт).

Поэтому развитие комбайновои техники привело к созданию малооправданного разнообразня разлнчных типов, невозможностью их использования в меняющихся горно-геологических условиях, чрезмерно большим малоэффективным затратам времени и средств на монтаж-демонтаж, подготовительно-заклочительные операцин. Устранение перечисленных недостатков и разрешепие возникших технических иротиворечии при разработке комбайновои техники лежит на пути коренного иересмотра принцнпиальных положении, на которых основаны концепции комбайновои технологни, и в первуо очередь это касается типа исполнительного органа.

3. Новый комбайи фроитальиого деиствия MIR – особеииости конструкции

Основываясь на анализе тенденции развития горнопроходческои техники, прогнозах по ее совершенствованию и требованиях горного производства [3], нами разработан новый проходческии комбайн, который, по нашему мнению, являясь достаточно перспективнои и универсальнои конструкциеи, способен в обозримом будущем обеспечить эффективное и скоростное сооружение подземных выработок различного назначения в широком диапазоне горно-геологических условии.

Основные идеи конструкции комбайна основаны на принципах фронтального разрушения пород в забое исполнительным органом нового типа, что, совместно

с особенностями погрузочно-транспортного органа, а также соединения и формы элементов ходовои части позволяет по-новому решить базовые вопросы компоновки, энергообеспечения, передвижения и распора комбайна при выполнении им основных проходческих операции. Комбанн получил условное название MIR (Mining Intelligent Roadheader).

Конструкция комбаина показана на рис. 3.1 и 4.1. Исполнительныи оргап комбайна выполнен из скрепленных между собои секции 1, каждая из которых слагается из двух шнеков 2, закрепленных на корпусе 3. Шнеки 2 в секции имеют противоположпую навивку лопастей 4 и врашаются в разные стороны. Лопасти 4 снабжены породоразрушающим инструментом 5 в виде резцов, шарошек или (и) высоконапорных импульсно-струиных сопел.

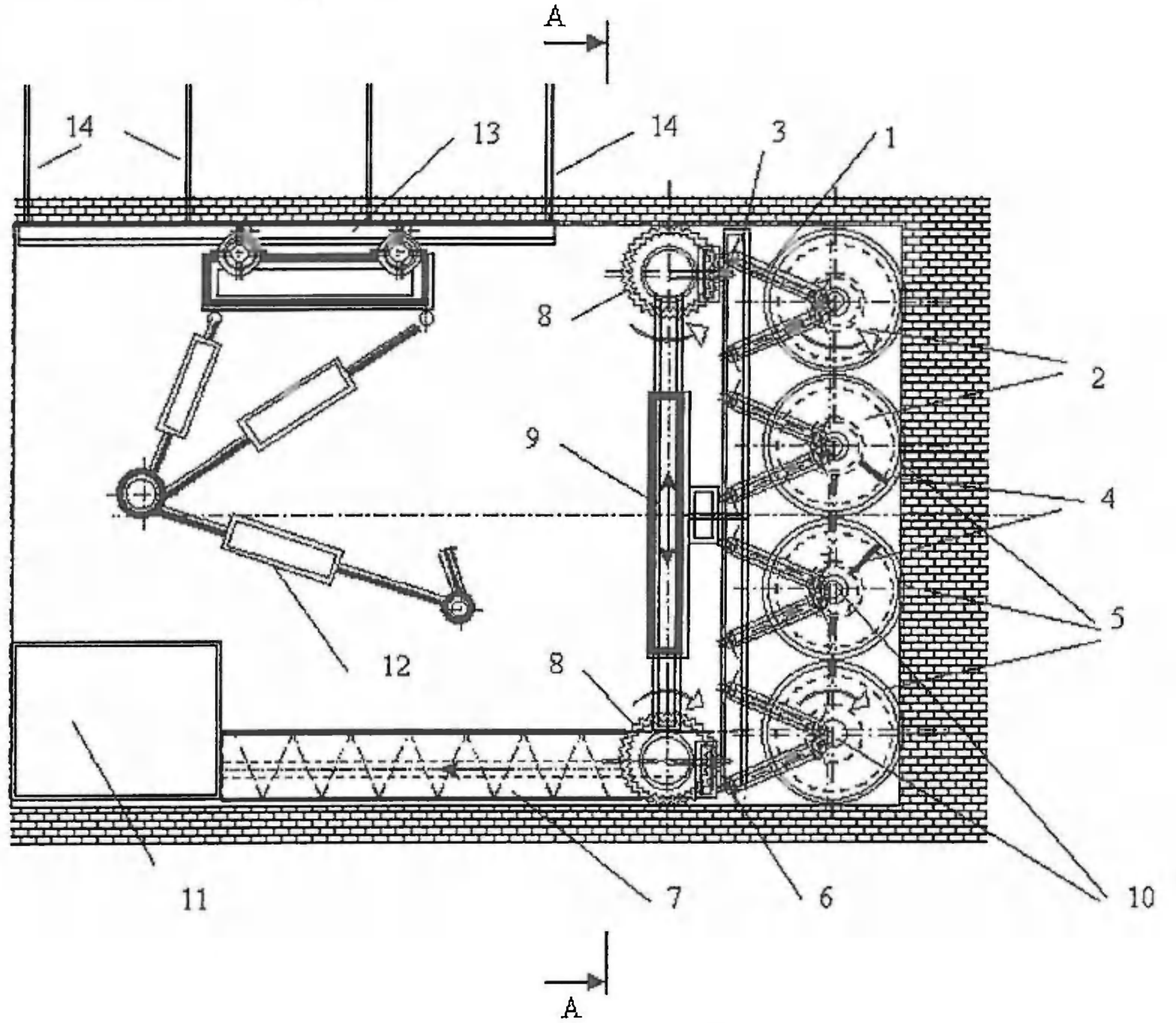


Рис. 3.1. Общии вид проходческого комбайна МИР фронтального типа со шнековым исполнительным органом

Fig. 3.1. General view of a heading machine of MIR of a frontal type with an auger cutting head

В стыке корпусов 3 нижних секции 1 выполнен проем, к которому примыкает погрузочно-транспортное устройство 7 в виде шнекового транспортера, выбирающего разрушенную породную массу из под забоя выработки.

Ходовая часть комбайна состоит из катков 8, шарнирно соединенных с распорными гидродомкратами 9, которыми катки 8 прижаты к противоположным стенкам выработки. На катки 8, при необходимости, могут быть одеты гусеницы.

Шнеки 2 исполнительного органа и шнековый транспортер 7 снабжены индивидуальными объемными высокомоментными гидродвигателями 10, подключенными с помощью гидромагистралей (условно не оказаны на рисунках) к силовому блоку гидронасосов 11, который передвигается вслед за комбайном по мере разрушения забоя.

Для выполнения монтажно-демонтажных и вспомогательных горнопроходческих операций в зоне технологического отхода забоя, в том числе крепления и замены секции 1 служит забоиный манипулятор 12, передвигающиися по монорельсовой дороге 13, которая закреплена на кровле выработки 14.

Проходческии комбаин работает следуюшим образом. Встроенные в шнеки объемные высокомоментные гидродвигатели, подключенные к гидронасосам 11, приводят их во вращение с заданной скоростью. Перемещение комбаина вперед с необходимым напорным усилием обеспечивают катки (или гусеницы) 8, которые вращаются индивидуальными гидромоторами 1 в направлении на забой. Перемещение катков 8 через траверсы передается на секции шнеков 1 исполнительного органа, что создает прижатие их к забою. Породоразрушающии инструмент 5, закрепленныи на лопастях 4 шнеков, вступает во взаимодеиствие с породами по всеи площади забоя и, осуществляя комбинированное воздействие, начинает их разрушать. Винтовые лопасти 4 шнеков перемещают отбитую горную массу к центру забоя, откуда она попадает на почву, далее через проем 6 ее подхватывает шнековый транспортер 7 и удаляет из забоя в транспортное средство.

4. Преимущества нового проходческого комбайна

Возможность разрушения в забое породы комбинированным породоразрушаюшим инструментом 5 (механическим, - резцами или шарошками, - и импульсным гидроструиным через сопла) снимает ограничения области применения комбайна по крепости пород. Особенно эффективно использовать для резцов породоразрущаюшего инструмента 5 алмазотвердосплавные композиции, разработанные Институтом сверхтвердых материалов НАН Украины вместо исчерпавшего свои возможности вольфрамокобальтового сплава. Стоикость к абразивному износу и температуре алмазотвердосплавных резцов РП-АТП выше обычных в 50-130 раз (особенно в крепких абразивных породах).

Рассмотрим некоторые особенности предложенной конструкции комбайна.

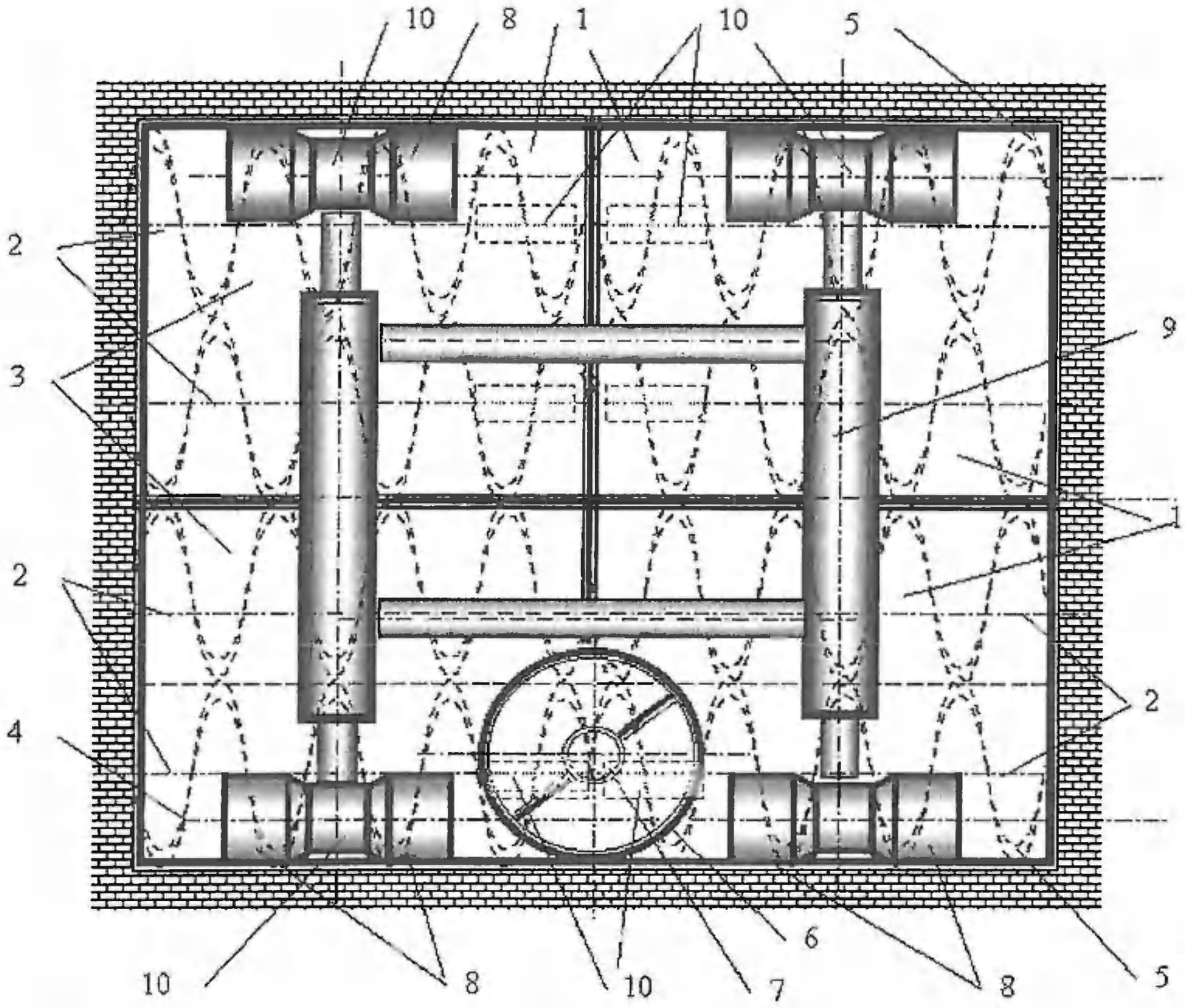


Рис 4.1. Проходческии комбаин МИР, вид иа забои выработки по А-А на рис. 3.1
Fig. 4.1. Roadheader MIR, view on working face of a crossection on A-A in a fig. 3.1

Благодаря тому, что исполнительный орган комбайна выполнен из шнековых секции 1, достигается высокая компактность, простота конструкции и реализуется модульный принцип компоновки типоразмеров комбайна. Врашение спаренных шнеков 2 в противоположные стороны, способствует полной взаимной компенсации врашаюших моментов на месте их возникновения. Противоположная навивка лопастей 4 на шнеках 2 способствует перемешению разрушенной отбитой породной массы в центр, а затем на почву забоя, что упрощает удаление породы из забоя. То, что каждый шнек 2 снабжен индивидуальным гидродвигателем, исключает необходимость в дорогих и громоздких редукторах, упрошает охлаждение двигателей жидкость, которую подают к породоразрушаюшему инструменту 5 на люпастях 4. Рабочая жидкость для импульсного гидроструйного разрушения пород одновременно охлаждает механическии инструмент 5 (резцы или шарошки), гидродвигатели и играет роль системы пылеподавления. Проникновение пыли в забой выработки полностью исключается ввиду разрушения пород с участием воды, а также перекрытием всего забоя набором секции.

Секционная исполнение рабочего органа комбайна обеспечивает взаимозаменяемость секций, простоту их транспорта, монтажа, замены и демонтажа с помощью забойного манипулятора 12, в котором предусмотрено применение сменных инструментов и приспособлении (гидрогайковерты, тали, захваты, стропы и пр.) для выполнения всего комплекса вспомогательных и обслуживающих работ в забое, включая транспорт и крепление.

Выполнение погрузочно-транспортного устройства в виде шнекового транспортера приводит к упрощению транспортной схемы перемещения смеси разрушенной породы и воды, делает удобным отделение воды от породы и ее нерекачку насосом, осушенне подошвы выработки, последующую погрузку породы в транспортные устройства. Шнековый транспортер занимает мало места в сечении выработки и передвигается вслед за исполнительным органом комбайна.

То, что ходовая часть комбайна (движитель) выполнен в виде однотипных катков 8 (или гусениц), закрепленных на распорных гидроцилиндрах, позволяет создать через шарнирные тяги высокие напорные усилия исполнительного органа на забои независимо от массы комбайна, обеспечить простую и эффективную схему перераспределения усилии в конструкции движителя и исполнительного органа. Одновременно за счет симметричного распора гидроцилиндров в стенки выработки катки движителя выполняют функцию временного крепления породных обнажении в выработке непосредственно за исполнительным органом, удерживая породу от обрушения. Тем самым исключается нахождение персонала в раскрепленном пространстве и вероятность его травмирования.

Поскольку для каждои групны катков установлены индивидуальные гидродвигатели, можно весьма просто осуществлять управление движением комбайиа без применения сложных и дорогих редукторов. Поворот комбайна осуществляют путем изменения скорости вращения гидродвигателей 10 у соответствующих катков. При этом комбайн имеет высокую маневренность и способен осуществлять повороты при проходке выработки в любом направлении (в том числе и по вертикали) буквально «на месте».

Следует отметить важное технологическое преимущество предложенного комбайна – возможность его роботизации. Это становится технически достижимым благодаря простоте управления движением комбайна в нространстве путем изменения скорости вращения различных катков движителя (в вертикальной и горизонтальной плоскости). Отслеживание направления выработки можно осуществлять либо с помощью лазерного указателя нанравления (ЛУН), направленного по трассе движения комбайна в мишень с датчиками, соединенными с микропроцессором, управляющим гидромоторами движителя, либо с помощью встроенного в комбайн мини-ЭВМ с локальным гирокомпасом. Такая система способна обеспечить точность проходки выработки до миллиметра, что в свою очередь позволяет переходить на принципиально новый технологическии уровень непрерывного создания в выработке защитной крепи-оболочки на контакте с породой.

Табл. 4.1. Прогнозные технико-технологические показатели комбайна MIR
Table 4.1. Projected the technical indexes of a roadheader MIR

Показатель	Значение или пределы изменения показателя
Форма выработки	прямоугольная илн близкая к нен
размеры выработки: ширина, м высота, м	 от 3,5 до 6,5 от 2 до 5
Предельная прочность пород на сжатие, МПа при разрушении, механнческом резцами (зубками), импульсном гидроструйном, шарошками смешанном	 до 120 до 200 до 250
Способ разруцения пород	Фронтальный, механическии и гидроструйный
Способ погрузки горной массы	Шнековым конвейером
Способ передвижения	Катками или гусеницами, распертыми в кровлю и почву
Диаметр шнеков исполнительного органа, м	0,8-1,5
Скорость вращения шнеков, об/мин	30-100
Скорость подачи комбайна, м/мин на забой рабочая маневровая	 0,03-0,2 до 10,0
Тип привода	Объемный силовои гидропривод
Давление масла в гидросистеме	до 40 МПа
Давление в гидроструйном сопле	До100 МПа
Усилне подачи на забой, МН	0,25-2,0
Усилие гидрораспора в породу, МН	от 0,5 до 4
Размеры комбайна, м ширина и высота длина выемочного органа длина с движителем	 по размерам выработки 1,0-1,5 3,0-4,0
Установочная мощность энергопоезда, квт	200-500
Масса забойной части комбайна, т	4-10
Масса монтажного модуля, т	До 1,0
Охлаждение гидродвигателей и пылеподавление	жидкостное
Скорость проходки, м/мес.	400-800
Транспорт породы из забоя по выработке	 шнековый конвейер конвейер
Крепление выработки сразу за комбаином	анкера, набрызгбетон с гибкои арматурой и др.
Численныи состав бригады, чел	5-7
Механизация вспомогательных процессов	забойный манипулятор на монорельсе
Производительность комбайна по отбойке, т/мин	1,0-3,0
Производительность проходчиков, м/см	2,0-3,0

Разумеется, создание комбаина «МИР» требует технологического и конструктивного решения нескольких взаимоувязанных систем:

- типа и размещения породоразрушаюшего инструмента на шнеках: резцов, шарошек, высоконапорных струй смазываюше-охлаждаюше-разрушаюшей жидкости (СОРЖ);
- основных модулей комбайна (универсальность, взаимозаменяемость, простота монтажа-демонтажа, безопасность и пр.);
- забоиного гидроманипулятора на монорельсах для вспомогательных операции;
- транспорта разрущеннои породы из забоя и материалов в забой;
- охлаждения и повышения кпд силового гидропривода, отвода тепла из забоя;
- управления комбаином в пространстве и обеспечение его адаптивности;
- крепления породных обнажении сразу после комбаина;
- монтажа и демонтажа коммуникации: энергии, связи, управления, транспорта, вентиляции, материалопроводов, трубопроводов и др.;
- безопасности, охраны труда, комфортности, освещения и др.

Предварительные расчеты показывают, что стоимость комбаина МИР будет ориентировочно составлять 150-200 тыс. долларов, что меиьше по сравнению с существующими типами комбаинов в 3-4 раза за счет отсутствия сложных н дорогостоящих редукторов, значительного снижения массы и более совершенного распределения внутренних сил и моментов в конструкции.

В Украине только в угольнои промышленности ежегодно при сложившемся уровне добычи угля 80 млн. т необходимо проводить не менее 800-900 км горных выработок. Если один комбаин сможет проходить в год по 5 км горных выработок, то ежегодная потребность угольной промышленности Украины в комбаинах равна ориентировочно 200 штук в год. Ожидаемая годовая экономическая эффективность от применения одного комбайна составляет 400-600 тыс. долларов (период окупаемости составляет около 6 мес.). В целом только по угольнои промышленности Украины экономическии эффект составит 80-120 млн. долларов в год.

Таким образом, предложенная конструкция проходческого комбайна «МИР» фронтального типа со исполнительным шнековым органом за счет новой конструктивной компоновки и исполиительного органа позволит перейти на более высокии уровень механизации горнопроходческих работ, эффективно и с высокой скоростью проходить капитальные и подготовительные выработки в широком диапазоне горно-геологических условии.

5. Выводы

1. Комбайны следует признать наиболее прогрессивиым направлением развития горной техники, однако существуюшие их типы не отвечают принципам роботизации ввиду сложности обеспечения поточной технологии выполнения работ и недостаточной управляемости в пространстве.
2. Традиционные конструкции комбаинов во многом исчерпали возможные пути совершенствования, а присущие им недостатки препятствуют широкому применению, причем принциниальным технически противоречием в конструктивном развитии комбаинов следует считать удаленность двигателя от рабочего органа, неоптимальность силового воздействия на забои в процессе разрушения пород.

3. Перспективным направлением можно считать компоновку комбайна в виде агрегата фронтального деиствия, в котором рабочии орган выполнен в виде совокупности вращающихся шнеков, снабженных породоразрушающим инструментом, привод которых осуществлен по схеме «статор-колесо» за счет встроенных высокомоментных гидромоторов объемного гидропривода.
4. Технология проведения выработки с применением комбаина должна предусматривать непрерывную его работу с полным совмещением во времени всех производственных процессов (принцип поточпои организации работ), дистанционные контроль и управление с помощью микропроцессоров, максимальную адаптацию при изменении горно-геологических условии, обеспечение проведения выработки со скоростью 30-40 м/сут.

Литература

[1] Малевич Н.А. Горнопроходческие машины и комнлексы. –М.: Недра. 1980.– 384 с.
[2] Литвинскии Г.Г. Проблемные вопросы горно-подготовительных работ/ В сб. науч. тр., Южно-Рос. Отд. АГН РФ: Технология и механизация горнопроходческих работ. – Новочеркасск: Новочерк. гос. техн. ун-т, 1997. С. 12-16.
[3] Петров Н.Г., Родионов Н.С., Свороба В.Я. Технология вращательного бурения резцами с АТП. – Уголь, 1992, № 11

The present and future of roadheader's engineering

Abstract

The brief historical digression of progressing of roadheader's engineering is given. Вскрыты The intrinsic to it deficiencies pointed at. The idea of a principally new construction of a heading machine of a frontal type is explained. It allows to proceed to a level of a robotizing of know-how of a building of different assigning of underground workings. The basic design features of the roadheader - robot of a new technological level are reviewed.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Krzysztof Krauze

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 639–648

Jacek PARASZCZAK
Department of Mining, Metallurgical and Materials Engineering
Université Laval, Quebec City, PQ, Kanada
Jacek.Paraszczak@gmn.ulaval.ca

Niektóre aspekty efektywności wykorzystania maszyn samojezdnych w kopalniach

Słowa kluczowe

maszyny samojezdne – wydajność – efektywność –wykorzystanie – kopalnia podziemna

Streszczenie

Wzrost wykorzystania i wydajności samojezdnych maszyn górniczych (SMG) jest jednym z najważniejszych sposobów obniżenia kosztów produkcji. Aby móc podjąć skuteczne działania w tym kierunku, konieczna jest regularna ocena i analiza aktualnego stanu za pomocą odpowiednich wskaźników. W artykule omówiono podstawowe czynniki rzutujące na efektywność wykorzystania maszyn oraz sposoby ujęcia ich liczbowo. Przedstawiono i przedyskutowano różnorodne wskaźniki służące do tego celu. Oceniono ich wiarygodność, dokładność i przydatność pod kątem podnoszenia wykorzystania i wydajności SMG. W podsumowaniu zwrócono uwagę na konieczność prowadzenia ewidencji odpowiednich danych oraz dogłębnej analizy rezultatów.

1. Wstęp

Zaostrzająca się konkurencja na światowym rynku surowcowym i przedłużająca się recesja w większości krajów wysokorozwiniętych, sprawiają, że ceny metali utrzymują się na niskim poziomie. W tej sytuacji, aby sprostać wymogom akcjonariuszy i przynosić oczekiwane zyski, firmy górnicze są zmuszone do stałego podnoszenia wydajności pracy i obniżania kosztów produkcji. Wysoką wydajność można osiągnąć między innymi poprzez intensywną mechanizację i automatyzację poszczególnych operacji a nawet całych procesów wydobywczych. Wymaga to jednak znacznych nakładów finansowych, zwłaszcza że maszyny i urządzenia są coraz bardziej skomplikowane i są często wyposażane w kosztowny osprzęt. Wiąże się to ze wzrostem kosztów ich zakupu oraz utrzymania. Nic więc dziwnego, że stanowią one wysoki procent kosztów ogólnych. Przykładowo, według Campbella [1995], udział bezpośrednich kosztów utrzymania maszyn w ruchu w przemyśle górniczym stanowi od 20 do 50% wartości dodanej.

W tej sytuacji, aby nakłady ponoszone na nowoczesny sprzęt i technologie przynosiły oczekiwany efekt w postaci zwiększonej wydajności i obniżenia kosztów produkcji, koniecznością staje się maksymalizacja wykorzystania posiadanego parku maszynowego i wykonywanej przez niego pracy użytecznej. W artykule przedstawione zostaną pokrótce czynniki mające wpływ na efektywność wykorzystania samojezdnych maszyn górniczych (SMG)

i wskaźniki służące do jej oceny, korzyści jakie przynosi bieżące śledzenie i analizowanie wspomnianych wskaźników a także problemy związane z ich stosowaniem. Dla większej przejrzystości dyskusja prowadzona będzie pod kątem maszyn stosowanych bezpośrednio do produkcji przez kopalnie rud, to jest: wozów ładująco-odstawczych (ładowarek), odstawczych, wiertniczych, a także kotwiących. Dla uproszczenia tekstu, w nawiązaniu do wymienionych grup maszyn stosowane będzie określenie „samojezdne maszyny górnicze" (SMG), mimo iż pojęcie to jest znacznie szersze i obejmuje także inne grupy maszyn dołowych.

2. Kategorie czynników rzutujących na efektywność i wydajność maszyn górniczych

Na wstępie należy wyjaśnić co będzie rozumiane pod pojęciem „efektywność wykorzystania". Można je zdefiniować jako ilość faktycznie wykonanej przez daną maszynę w danym okresie sprawozdawczym (na przykład w ciągu roku) pracy użytecznej w stosunku do tej którą teoretycznie mogłaby ona wykonać w tym samym czasie. Tak rozumiana efektywność wykorzystania zależy od bardzo wielu czynników o silnie zróżnicowanym charakterze. Można je podzielić na trzy kategorie:

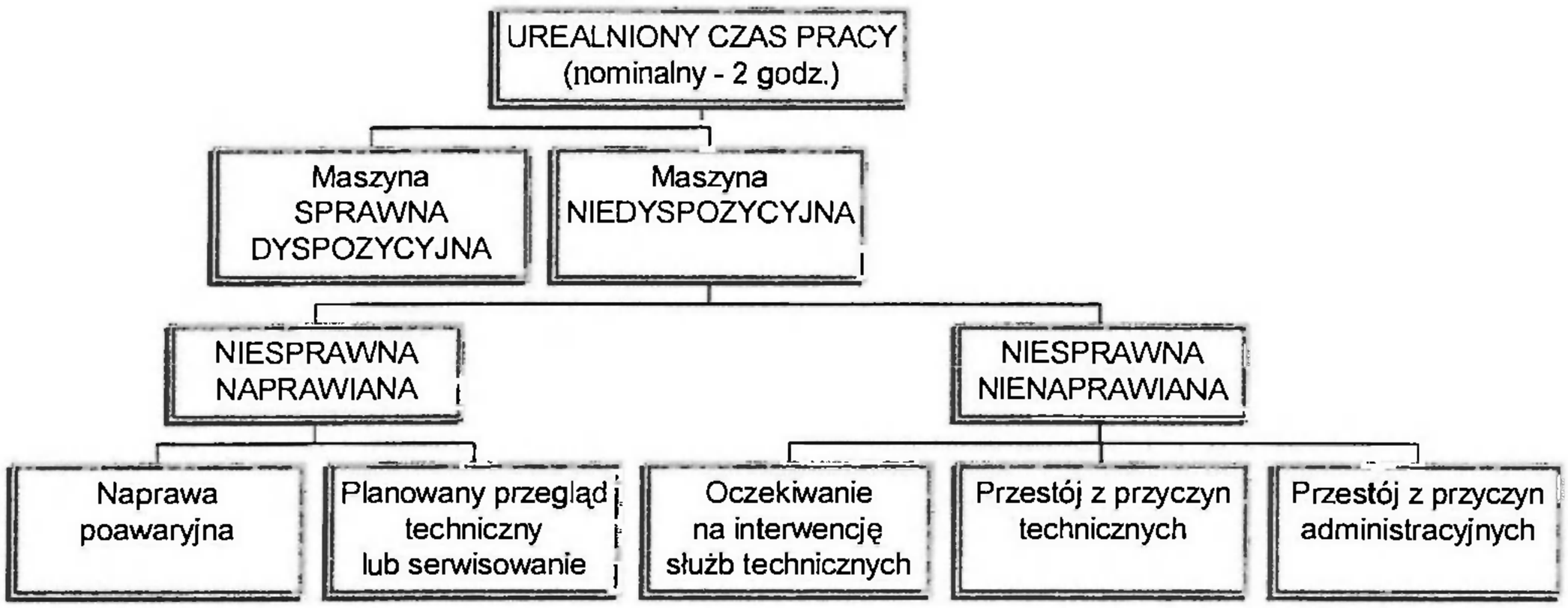
1. limitujące dyspozycyjny czas pracy,
2. związane z organizacją pracy, rzutujące na wykorzystanie maszyn w ich czasie dyspozycyjnym,
3. związane z ilością i jakością wykonywanej pracy użytecznej.

Dokładne poznanie tych czynników oraz miarodajna ocena ich wpływu na wykorzystanie SMG stanowią podstawę działań zmierzających do poprawy aktualnego stanu rzeczy. Służą temu między innymi odpowiednio sformułowane i oparte o wiarygodne dane wskaźniki oraz wnikliwa analiza otrzymanych rezultatów i występujących tendencji. Pozwala to na identyfikację najistotniejszych problemów i w konsekwencji na podjęcie takich kroków zaradczych, które rokują nadzieję na najbardziej odczuwalną poprawę. Wymienione powyżej kategorie czynników, najczęściej stosowane lub zalecane do stosowania wskaźniki oraz kwestie związane z interpretacją wyników zostaną przedyskutowane bardziej szczegółowo w dalszej części artykułu.

3. Dyspozycyjność SMG i związane z nią czynniki

Jak wspomniano wcześniej, koszty zakupu i utrzymania nowoczesnych maszyn górniczych są wysokie. Mając na względzie minimalizację kosztu produkcji odniesionego do jednostki masy wydobytej rudy, wskazane jest aby maszyny były wykorzystywane w maksymalnym stopniu. W skali roku użytkownik (w tym wypadku kopalnia) dysponuje określoną liczbą godzin pracy wynikających z ilości dni wolnych, liczby zmian produkcyjnych na dobę oraz godzin na zmianę. Możliwości zwiększenia tego czasu są zazwyczaj bardzo ograniczone, choćby z uwagi na umowy zbiorowe, kodeksy pracy czy też przepisy BHP. Niestety, straty czasu związane ze zjazdem załogi na dół i jej wyjazdem, dojściem lub dojazdem do miejsc pracy, przerwami na odpoczynek, posiłki, itp., uniemożliwiają wykorzystanie SMG przez cały nominalny czas pracy. Z obserwacji autora wynika, że w warunkach kopalń polskich i kanadyjskich wspomniane straty wynoszą one około 2 godzin na zmianę. Istnieją wprawdzie możliwości ich ograniczenia, jak choćby przez automatyzację maszyn i urządzeń, względnie nawet całych procesów technologicznych, ale zagadnienie to nie będzie tutaj poruszane.

O tym do jakiego stopnia można wykorzystać daną maszynę w pozostałym (urealnionym) czasie pracy decyduje w dużej mierze jej dyspozycyjność. Daną maszynę uważa się za dyspozycyjną, jeśli jest ona w pełni sprawna technicznie i może wykonywać pracę użyteczną zgodnie z założonymi parametrami konstrukcyjnymi. Awarie i usuwanie ich skutków, planowane naprawy oraz przeglądy okresowe powodują wyłączenie maszyn z ruchu. Łączny czas w jakim są one niezdatne do wykonywania zadań produkcyjnych zależy od szeregu czynników, tak związanych z samą maszyną (niezawodność, łatwość naprawy, częstotliwość i pracochłonność przeglądów) jak również z funkcjonowaniem służb serwisowo-naprawczych, a nawet administracji. Ilustruje to poniższy schemat (rys. 3.1).



Rys. 3.1. Składniki czasu niesprawności SMG
Fig. 3.1. Components of unavailability time

Jest rzeczą oczywistą, że duży wpływ na dyspozycyjność danej SMG ma jej niezawodność. Częstotliwość występowania awarii zależy przede wszystkim od poprawności konstrukcji i jakości wykonania maszyny, ale także w znacznej mierze od warunków pracy, wyszkolenia operatorów oraz jakości wykonanywach napraw i przeglądów okresowych. Najczęściej stosowaną miarą niezawodności jest *„średni czas pomiędzy awariami" (Mean Time Between Failures – MTBF).* Mimo że jest to miarodajny i przydatny wskaźnik [Blanchard i in., 1995; Campbell, 1995; Paraszczak, 1999; Orava, 2001], rzadkością są kopalnie prowadzące jego ewidencję. Warto tu wspomnieć, że częste jest utożsamianie niezawodności z dyspozycyjnością. W sytuacji gdy ta ostatnia jest niezadowalająca, odpowiedzialność za ten stan rzeczy jest zrzucana na producenta. Chociaż kopalnie mają pełne prawo oczekiwać wysokiej jakości i niezawodności zakupionych maszyn, to jednak stanowisko takie nie jest słuszne, bowiem użytkownicy mają bezpośredni wpływ na szereg innych czynników rzutujących na dyspozycyjność (patrz niżej).

Dyspozycyjność jest jednym z podstawowych wskaźników stosowanym przez praktycznie wszystkie kopalnie. Niestety, mimo istnienia odpowiednich norm (na przykład brytyjska BS 4778 [1991]), stosowane w praktyce definicje są bardzo zróżnicowane i często nie przystają do siebie, uniemożliwiając jakiekolwiek porównania. Przede wszystkim, brakuje często rozgraniczenia tak zwanej dyspozycyjności „mechanicznej" i „operacyjnej" [Blanchard i in., 1995]. Pierwszą można zdefiniować w następujący sposób:

$$A_M = \frac{\text{urealniony czas pracy - czas napraw - czas przeglądów}}{\text{urealniony czas pracy}} \cdot 100\% \qquad (3.1)$$

Dyspozycyjność mechaniczna ujmuje liczbowo niezawodność rozważanych maszyn oraz stopień trudności utrzymania ich w stanie pełnej sprawności. Zależy ona między innymi od:
- częstotliwości występowania i „wagi" awarii,
- stopnia trudności wykonania prac naprawczych, remontowych i przeglądów (łatwość dostępu do podzespołów, elementów i części, pracochłonność, itp.),
- poziomu wyszkolenia służb serwisowo-naprawczych (czas trwania napraw i przeglądów),
- wyposażenia stanowisk naprawczych,
- motywacji pracowników.

Jako wartość wzorcową firma Caterpillar sugeruje od 88 do 92% [Kuruppu i Gołosiński 1998; Orava 2001]. Niestety, wskaźnik ten mimo swojej przydatności nie jest do końca miarodajny. Jego wysoka wartość może być myląca, jako że rzeczywisty czas niesprawności maszyn wydłuża się znacznie o okresy przestojów i oczekiwania, tak jak ilustruje to rys. 3.1. Spośród możliwych przyczyn takiego stanu rzeczy można wymienić między innymi:
- zbyt długi czas oczekiwania na interwencję kopalnianych służb serwisowo-naprawczych po wystąpieniu awarii (zbyt mały stan osobowy, problemy z łącznością, zła organizacja służb),
- niedostateczna ilość stanowisk naprawczych,
- niezadowalające wyposażenie i oprzyrządowanie tychże stanowisk,
- braki części zamiennych i materiałów eksploatacyjnych,
- problemy z serwisami producentów.

Łączny wpływ tych czynników jest uwzględniony we wskaźniku noszącym nazwę „dyspozycyjność operacyjna" [Blanchard i in. 1995; Paraszczak 1999]:

$$A_O = \frac{\text{urealniony czas pracy - czas napraw - czas przeglądów - łączny czas przestojów}}{\text{urealniony czas pracy}} \cdot 100\% \qquad (3.2)$$

Wartości liczbowe dyspozycyjności operacyjnej są o wiele bardziej miarodajne i użyteczne dla użytkownika, aniżeli dyspozycyjność mechaniczna. Jest bardzo istotne, aby w miarę możliwości obliczane były wszystkie składniki czasu niesprawności maszyn (takie jak podane na rys. 3.1, lub opracowane według innej klasyfikacji). W miarę dostępności i wierzytelności danych, można zasugerować stosowanie następujących wskaźników:
- udział aktywnego czasu napraw w łącznym czasie niesprawności,
- udział przestojów z winy użytkownika lub serwisów zewnętrznych w łącznym czasie niesprawności.

Śledzenie powyższych wskaźników umożliwia identyfikację obszarów (problemów), które wywierają najbardziej niekorzystny wpływ na dyspozycyjność i w konsekwencji podjęcie odpowiednich kroków zaradczych. Niestety w praktyce rzadko spotyka się kopalnie, które posiadałyby dostatecznie szczegółową ewidencję.

Mówiąc o podniesieniu dyspozycyjności, trzeba podkreślić znaczenie jakie ma wcześniejsze zaplanowanie prac serwisowo-naprawczych. Awarie, które ze swojej natury są przeważnie nagłe i nieprzewidziane, pociągają za sobą zazwyczaj długie przestoje spowodowane brakiem pracowników, zajętymi stanowiskami naprawczymi, czy też brakiem części zamiennych, co w efekcie końcowym pociąga za sobą spadek efektywności i wydajności maszyn. Jeżeli prace te są zaplanowane z odpowiednim wyprzedzeniem, można należycie przygotować stanowiska

pracy, zgromadzić potrzebne narzędzia, części i materiały eksploatacyjne oraz wyznaczyć do nich najbardziej kompetentnych mechaników. Pozwala to skrócić do minimum wspomniane wcześniej przestoje, lub nawet całkowicie je wyeliminować. Ocenia się, że planowana czynność naprawcza pochłania trzykrotnie mniej czasu w porównaniu z przypadkiem gdy jest ona wykonywana w trybie nagłym, w następstwie nieprzewidzianej awarii [Salee, 1998]. Mając powyższe na względzie można zaproponować stosowanie dwóch wskaźników:

- stosunek liczby interwencji planowanych do ogólnej liczby interwencji służb serwisowo-naprawczych,
- udział czasu (względnie nakładu robocizny) trwania planowanych przeglądów okresowych i napraw w całkowitym czasie trwania (lub łącznej robociźnie) wszystkich (czyli planowanych i nieplanowanych) prac serwisowo-naprawczych.

Kuruppu i Gołosiński [1998] oraz Orava (Hewitt/Caterpillar) [2001] podają że prace planowane powinny stanowić 80% ogólnej liczby interwencji. Niestety, jak wykazuje praktyka, kopalnie podziemne pozostają na tym polu daleko w tyle i nierzadko dyskutowana proporcja jest odwrotna [Paraszczak, 1999].

Mówiąc o nakładzie robocizny warto wspomnieć o innym interesującym wskaźniku, charakteryzującym pracochłonność napraw maszyn. Jest to liczba roboczogodzin poświęconych na wykonanie prac serwisowo-naprawczych w danym okresie sprawozdawczym odniesiona do jednej godziny pracy maszyny w tymże okresie (MMH/OH: „maintenance man-hours/operating hours"). Dla tego wskaźnika Kuruppu i Gołosiński [1998] oraz Orava [2001] podają liczbę 0,2 jako modelową. Nie ujmuje on wprawdzie strony kosztowej, ale może być mimo wszystko jednym z kryteriów wycofywania maszyn z ruchu. I tak na przykład wysokie wartości wskaźnika połączone z utrzymującą się tendencją wzrostową mogą wskazywać na bardzo zaawansowany stopień jej zużycia, poddając w wątpliwość celowość utrzymywania jej nadal na stanie.

4. Wykorzystanie maszyn w ramach czasu dyspozycyjnego

Wysoka dyspozycyjność operacyjna nie gwarantuje niestety wysokiej efektywności wykorzystania SMG. Sprawna technicznie maszyna („dyspozycyjna") nierzadko nie wykonuje żadnej pracy użytecznej. Może się na to składać kilka przyczyn:

- oddziały produkcyjne nie zgłosiły zapotrzebowania na daną maszynę,
- maszyny nie skierowano do pracy z powodu braku operatora,
- maszynę celowo zatrzymano w komorze maszynowej jako rezerwową, na wypadek awarii innej jednostki tego typu skierowanej do produkcji,
- maszyna oddana do dyspozycji oddziału produkcyjnego nie jest faktycznie wykorzystana, na przykład z braku urobku w przodku.

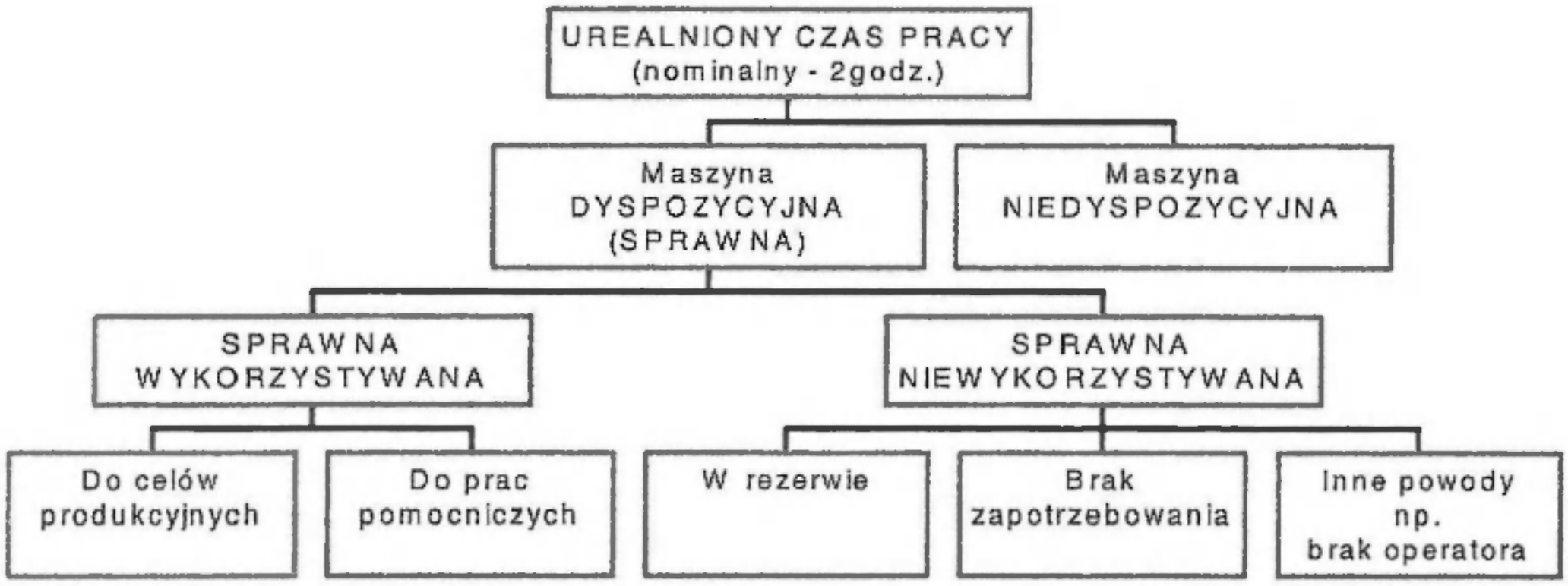
Wykorzystanie SMG w ramach czasu dyspozycyjności może być scharakteryzowane za pomocą całego szeregu wskaźników. Zasadniczo można je podzielić na trzy grupy:

1. związane z czasami pracy i przestojów,
2. związane ze stanem liczbowym SMG,
3. charakteryzujące wykonaną pracę użyteczną.

Zostaną one omówione bardziej szczegółowo poniżej.

4.1. Wskaźniki związane z czasami pracy i przestojów

Składniki czasu dyspozycyjności maszyn, służące między innymi do interpretacji dyskutowanych dalej wskaźników są przedstawione na rysunku 4.1.



Rys. 4.1. Możliwy rozkład czasu dyspozycyjnego maszyny
Fig. 4.1. Possible distribution of machine available time

Do scharakteryzowania czasów pracy i przestojów można wykorzystać następujące wskaźniki:

1. średnie wykorzystanie maszyn: stosunek godzin pracy maszyny do całkowitego czasu dyspozycyjnego,
2. średnie postoje dyspozycyjne: godziny postoju dyspozycyjnego do całkowitego czasu dyspozycyjnego.

Pierwszy z nich jest wprawdzie bardzo adekwatny do określenia stopnia wykorzystania maszyn, ale obliczenie go precyzyjnie może okazać się trudne. Dla maszyn wyposażonych liczniki „motogodzin", takich jak ładowarki czy wozy odstawcze, można z pewnym przybliżeniem przyjąć, że ich ilość odpowiada czasowi pracy użytecznej. Niestety, zazwyczaj nie jest możliwe ustalenie ile z tego czasu silnik pracował na biegu jałowym. Jeszcze bardziej problematyczne jest określenie czasu pracy wozów wiercących czy też kotwiących. Dla tych maszyn, godziny pracy silnika spalinowego nie są równoznaczne z wykonywaniem pracy użytecznej. Wozy wiertnicze bywają wyposażone w liczniki tak zwanych godzin udarowych wiertarki („percussion hours"), ale powstaje z kolei problem ujęcia czasu manewrów stanowiących nieodłączną część normalnego cyklu pracy. Zazwyczaj, dla maszyn które nie posiadają takich liczników prowadzona jest ewidencja „ręczna", polegająca na wpisywaniu czasu pracy maszyn przez operatorów na odpowiednich formularzach, potwierdzanych następnie przez sztygarów oddziałów produkcyjnych. Tego typu metody ewidencji oznaczają się niewielką dokładnością i trudnościami w zweryfikowaniu danych źródłowych. Należy jednak oczekiwać stopniowej poprawy na tym polu, jako że stopień oprzyrządowania maszyn stale wzrasta i coraz więcej obiektywnych danych jest rejestrowanych przez systemy „pokładowe".

Drugi ze wspomnianych wskaźników jest bardzo przydatny do uzyskania „rozkładu czasu maszyny" w okresie sprawozdawczym (patrz rys. 3.1 i 4.1). Znajomość wszystkich składników tego czasu jest niezwykle pomocna w ocenie samych maszyn (niezawodność i dyspozycyj-

ność), stopnia ich wykorzystania, sprawności służb serwisowo-naprawczych, serwisów zewnętrznych, itd. Wskazane jest, aby wskaźnik ten dążył do zera.

4.2. Wskaźniki ilościowe

W analizie efektywności wykorzystania istotne są również wskaźniki nawiązujące do ilości maszyn. Można je stosować zarówno do oceny wielkości posiadanego parku maszynowego w stosunku do rzeczywistych potrzeb, jak również jako dodatkowe kryterium oceny służb serwisowo-naprawczych. W tej grupie można wymienić następujące wskaźniki:

1. stopień realizacji zapotrzebowania na maszyny dołowe (W_{RZ}),
2. stopień wykorzystania maszyn będących na stanie (W_{WM}),
3. stopień wykorzystania maszyn technicznie sprawnych (W_{WS}).

Ad. 1.

Definicja pierwszego ze wskaźników jest następująca: iloraz średniej ilości maszyn przekazanych do ruchu i średniej ilości maszyn zapotrzebowanych przez oddziały produkcyjne. Powinien on być obliczany dla poszczególnych grup maszyn, zgodnie z ich przeznaczeniem. Teoretycznie, idealną wartością jest 100%. Interpretacja tego niewątpliwie przydatnego wskaźnika wymaga jednak ostrożności. Jeżeli osiąga on niskie wartości, uważane za negatywne, przyczyny mogą leżeć po stronie ilościowej lub jakościowej maszyn (za mały stan w stosunku do potrzeb oddziałów produkcyjnych lub zbyt wysoka awaryjność), po stronie służb serwisowo-naprawczych (nienadążanie za tempem awaryjności maszyn i rytmem remontów planowanych) jak też mogą wynikać mogą wynikać z zawyżania zapotrzebowań na maszyny przez oddziały produkcyjne. W tym ostatnim przypadku, nie bez znaczenia jest fakt, że zapotrzebowania zgłaszane przez oddziały górnicze opiewają zazwyczaj na ilości sztuk, a nie na wielkość przewidywanej do wykonania pracy użytecznej. Aby uzyskać dokładniejszy obraz sytuacji konieczne staje się poszerzenie analizy o dalsze wskaźniki (patrz niżej).

Ad. 2 i 3

Stopień wykorzystania maszyn będących na stanie (W_{WM}) jest definiowany jako stosunek średniej ilości maszyn przekazanych do ruchu do stanu ilościowego maszyn. W założeniu, powinien on odzwierciedlać stopień wykorzystania parku maszynowego, pomagając w ocenie liczby maszyn koniecznej dla wykonania zadań produkcyjnych. Z definicji wynika, że nie jest on równoznaczny z dyspozycyjnością, aczkolwiek jego znaczenie jest zbliżone. W sytuacji gdy oddziały produkcyjne nie zamawiają wszystkich maszyn dyspozycyjnych (sprawnych), może on przyjmować wartości niższe niż dyspozycyjność. Niskie wartości wskaźnika, uważane za negatywne, mogą wynikać z jednej z dwóch podanych poniżej przyczyn:

- zbyt wysoka liczba maszyn na stanie wobec zapotrzebowania na SMG ze strony oddziałów górniczych,
- niska dyspozycyjność SMG wobec ilości maszyn na stanie.

Wydaje się, że wątpliwości te można rozstrzygnąć wprowadzając podobny do dyskutowanego wskaźnik „stopień wykorzystania maszyn technicznie sprawnych" (W_{WS}), wyrażony jako iloraz średniej ilości maszyn przekazanych do ruchu i ilości maszyn sprawnych technicznie (dyspozycyjnych). Określa on jaki procent maszyn w pełni sprawnych jest faktycznie oddawany do dyspozycji oddziałów produkcyjnych. Analiza obu dyskutowanych wskaźników (W_{WM} i W_{WS}) łącznie, może ułatwić identyfikację niektórych źródeł problemów. Ilustruje to w sposób uproszczony tablica 4.1.

Tablica 4.1. Przykładowa interpretacja wartości wskaźników W_{WM} i W_{WS}
Table 4.1. Examples of interpretation of indicators W_{WM} i W_{WS}

Wartość W_{WM}	Niska	Niska	Wysoka
Wartość W_{WS}	Niska	Wysoka	Wysoka
Ocena sytuacji	Niekorzystna	Niekorzystna	Korzystna
Problem	Stan ilościowy SMG	Dyspozycyjność maszyn	
Możliwe przyczyny	Zbyt duża ilość maszyn na stanie w stosunku do potrzeb	Zbyt wysoka awaryjność maszyn: • Niska jakość maszyn • Zaawansowany wiek maszyn • Trudne warunki pracy • Niedostateczne wyszkolenie operatorów Zbyt długie czasy oczekiwania na naprawy: • Problemy z zaopatrzeniem w części zamienne • Niedostateczna ilość stanowisk pracy • Za mało pracowników	

4.3. Wskaźniki charakteryzujące pracę użyteczną

Praca użyteczna wykonana przez SMG powinna być jednym z podstawowych mierników ich wydajności. Ta ostatnia może być obliczana:
- dla danej grupy maszyn (na przykład ładowarek) jako iloraz wykonanej pracy użytecznej i ilości tychże maszyn oddanych do ruchu,
- dla pojedynczej maszyny, jako ilość wykonanej przez nią pracy użytecznej w przeliczeniu na jedną godzinę pracy.

Mimo pewnych zastrzeżeń (patrz niżej), takie wskaźniki są stosunkowo łatwe do interpretacji i niezwykle przydatne w ocenie wydajności maszyn dołowych. Oprócz swojej podstawowej funkcji (bieżąca ocena wydajności), umożliwiają one również ocenę tendencji w tym zakresie. Wykorzystując tzw. „benchmarking" (polegający na określeniu wartości odniesienia dla danego wskaźnika) można również ustalać zadania oraz cele do osiągnięcia w danym okresie i to zarówno dla służb serwisowo-naprawczych, jak i dla oddziałów górniczych (w sensie wykorzystania maszyn oddanych do ich dyspozycji).

Mówiąc o pracy użytecznej, konieczne jest przyjęcie takich jednostek, które będą ją oddawać charakter zadań jakie wykonuje dana maszyna:
1. dla ładowarek i wozów odstawczych: iloczyn pokonanej drogi i całkowitej masy użytecznej przetransportowanej w łyżce, czyli Mg*km,
2. dla wozów wiercących: łączna długość odwierconych otworów,
3. dla kotwiarek: ilość zainstalowanych kotwi.

Celowość stosowania takich właśnie jednostek nie budzi wprawdzie wątpliwości, ale należy liczyć się z problemami związanymi z dokładnością i wiarygodnością danych oraz interpretacją rezultatów. W sytuacji, gdy brak czujników i urządzeń rejestrujących interesujące nas parametry, wiele zależy od jakości ewidencjonowanych danych. Najkorzystniej sytuacja przedstawia się dla kotwiarek, jako że ilość zainstalowanych kotew powinna dać się określić w miarę dokładnie. Zasadniczo, precyzyjne powinny też być dane odnośnie liczby odwierconych metrów bieżących, aczkolwiek zweryfikowanie prawdziwości danych nastręcza dużych trudności. Bardziej problematyczna jest kwestia pracy użytecznej wykonywanej przez ładowarki i wozy odstawcze. Zastrzeżenia budzi zarówno określenie masy transportowanego urobku

jak i długości dróg odstawy. Po pierwsze, zazwyczaj nie ma możliwości technicznych automatycznego zarejestrowania masy przewiezionego urobku. Po drugie, nie wszystkie wspomniane maszyny są wyposażone w liczniki kilometrów, co sprawia że pokonywane dystanse są określane w sposób przybliżony, a możliwości weryfikacji są bardzo ograniczone.

Oczywiście należy liczyć się z tym, że ilość wykonanej pracy użytecznej, a co za tym idzie pochodnych wskaźników, zależy w dużym stopniu od warunków pracy dyskutowanych maszyn. Wozy odstawcze pracujące na dużych upadach, przy krętych drogach odstawy i przy wysokiej temperaturze będą niewątpliwie mniej wydajne niż maszyny pracujące na drogach poziomych, przy niższych temperaturach. Podobnie, średnica otworów i typ koronek oraz twardość, spójność i abrazyjność skał będą wpływać na postęp wiercenia. Dla kotwiarek istotne jest czy w analizowanym oddziale (rejonie, kopalni..) stosuje się kotwie o jednakowej długości. Jeśli tak nie jest, w analizie powinno się uwzględnić nie tylko ilość instalowanych kotwi ale także ich sumaryczną długość. Nie sposób również pominąć bardzo istotnego czynnika jakim jest sprawność i wydajność samego operatora. Jego stan psychofizyczny, naturalne zdolności, motywacja oraz stopień wyszkolenia odgrywają tu olbrzymią rolę. Według Wiebmera i Widdifielda [1997], w kopalniach podziemnych osiągana w praktyce wydajność jest niższa od obliczeniowej (teoretycznej) od 30 do nawet 45%.

Mówiąc o wykorzystaniu SMG w ramach czasu dyspozycyjności nie sposób pominąć innego ważnego zagadnienia: charakteru prac wykonywanych przez daną maszynę. Zasadniczo, oczekuje się, że powinna ona wykonywać w pierwszym rzędzie zadania do których została skonstruowana. Czasem jednak gdy wymaga tego sytuacja, lub w wyniku niewłaściwej organizacji pracy, maszyna musi wykonywać różnorodne prace pomocnicze, takie jak na przykład odholowanie innej maszyny, czy transport materiałów pomocniczych przez wóz ładująco-odstawczy. Choć nie sposób negować celowości takowych prac, to jednak nie jest to najbardziej efektywne i wydajne wykorzystanie SMG. Z punktu widzenia ewidencji danych w tym zakresie trzeba powiedzieć, że rozgraniczenie pracy dla potrzeb produkcji (zgodnie z przeznaczeniem maszyny) i „pomocniczej" jest bardzo trudne. Autor jest jednak zdania że istnieją sposoby ujęcia tego zagadnienia w sprawozdawczości.

5. Podsumowanie

Stałe podnoszenie wydajności i efektywności maszyn dołowych jest koniecznością, a nawet niekiedy warunkiem przetrwania wielu zakładów górniczych. Wobec mnogości i różnorodności czynników wpływających na efektywne wykorzystanie SMG, istnieją teoretycznie dziesiątki sposobów ich podwyższenia. Jest rzeczą oczywistą, że należy poszukiwać rozwiązań mogących przynieść najbardziej odczuwalną poprawę przy możliwie niewielkich kosztach przedsięwzięcia. Aby to osiągnąć, konieczne jest zrozumienie skomplikowanych powiązań pomiędzy różnorodnymi czynnikami i zjawiskami rzutującymi na efektywność wykorzystania SMG. Służy temu m.innymi wszechstronna analiza i interpretacja wartości dyskutowanych w artykule wskaźników. Mając na względzie uzyskanie znaczących rezultatów, należy jednak unikać interpretacji poszczególnych wskaźników w oderwaniu od większej całości, jako że może ona dać zafałszowany obraz sytuacji. Jedynie kompleksowe podejście pozwoli na w miarę obiektywną ocenę i poprawne zidentyfikowanie obszarów w których pożądane są działania zaradcze. W analizie takiej należy ująć następujące aspekty:

- niezawodność SMG i czynniki od których ona zależy,
- czynniki techniczne i organizacyjne związane z dyspozycyjnością maszyn,

- stopień wykorzystania posiadanego parku maszynowego,
- wydajność (ilość wykonanej pracy użytecznej) maszyn oddanych do dyspozycji oddziałom produkcyjnym.

W sytuacji, gdy możliwe jest obliczenie istotnych wskaźników wydajnościowych z zadowalającą dokładnością, pożądane jest wyznaczanie wartości odniesienia („benchmarks"). Mogą one posłużyć do wytyczania przyszłościowych zadań dla odpowiednich służb kopalnianych i serwisów zewnętrznych oraz powinny być porównywane z innymi zakładami górniczymi o podobnej działalności a także z kopalniami reprezentującymi wysoki poziom światowy. Jak wykazują liczne przykłady [Campbell, 1995], nie należy obawiać się również konfrontacji własnych wartości odniesienia z osiąganymi przez inne gałęzie przemysłu.

Literatura

[1] Blanchard, B., D.Verma, i E.L.Peterson 1995: Maintainability: A key to effective serviceability and maintenance management. J Wiley and Sons, New York.

[2] British Standard - BS 4778 1991: Quality vocabulary. Section 3.1: Guide to concepts and related definitions and. Section 3.2: Glossary of international terms.

[3] Campbell, J.D., 1995: "Uptime – Strategies for Excellence in Maintenance Management", Productivity Press, Portland, Oregon.

[4] Kuruppu, M. i T. Golosinski 1998: Maintenance practices of mining machinery, Proc. 7th Int. Symp. on Mine Planning and Equipment Selection, Calgary, Canada, 6-9 October, 607-612.

[5] Orava, E. 2001: Hewitt Ltd (Caterpillar Inc.), Montreal, Kanada. Prywatna korespondencja.

[6] Paraszczak, J., J.Vachon i L.Grammond 1997: Benefits of studies on LHD reliability and availability for mines, Proc. 6th Int. Symp. on Mine Planning and Equipment Selection, Strakos, V. et al., (eds.), Proc. 6th Intl. Symposium, Ostrava, Czech Republic, 3-6 Sept., 469-475.

[7] Paraszczak, J. 1999: "Awaryjność a dyspozycyjność maszyn górniczych w procesach eksploatacji podziemnej złóż", Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej'99, Szczyrk, 22-26 luty, 441-454.

[8] Salee, A.M., 1998. Planning and Scheduling of Mine Maintenance Operations, Proc. of the 1st Int.Conf. "Information Technologies in the Mineral Industry", Panagiotou iand Michalakoupulos (eds.), TU of Athens, 1-12 December 1997, wyd. A.A. Balkema

[9] Wiebmer, J. i L. Widdifield, 1997. Cost-per-ton improvement ideas for underground equipment. Paper no. 97-169, SME Annual Meeting, Denver, Colorado – February 24-27 paper no.97-169.

Selected efficiency aspects of mobile mining equipment utilization

Abstract

An increase of utilization and efficiency of mobile production equipment is one of the key means to reduce production cost in mining. In order to undertake the most appropriate actions to achieve it, it is critical to assess and analyze situation using adequate indicators. The paper reviews basic factors influencing overall equipment efficiency (OEE) and the ways to quantify them. It presents and discusses different indicators used for this purpose. Their meaningfulness and usefulness with regard to an increase of utilization and productivity of the equipment are also addressed. In conclusion, it is stressed that adequate reporting of pertinent data and their subsequent complex analysis are critical in the process.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Krzysztof Krauze

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 649–661

Mladen STJEPANOVIC
University of Belgrade (Federal Republic of Yugoslavia)
University of Banja Luka (Republic of Srpska, Bosnia and Herzegovina)
Vladimir BIJELIC, Milan SICAR
Ministry of Energy and Mining (R. Srpska, BiH)
Suncica JANKOVIC MILJKOVIC
Copper Institute in Bor (FR Yugoslavia)

Development strategy in coal industry with reference to problems of countries in transition, especially in countries of former Yugoslavia

Key words

coal exploitation - development strategy - mine models – planning - scientific researching - professional education

Abstract

Mineral and energy resources in countries in transition and in region of former Yugoslavia are very significant. General reducing of production and stagnation of development define current condition of coal exploitation. In many countries of the world mining is passing through changes and all of them, according to their abilities and reality, have approached to solution of restructuring and adjustment to new circumstances.

In order to avoid current irreclaimable stadium in coal mining in countries in transition and in region of former Yugoslavia, it is necessary to start planning of development and production from the point of detailed invented strategy; it is possible if we start from the analysis of current stadium and short term and long term prognosis considering new scientific and technical achievements and technologies of modern mine model implementation that is balanced with general strategic aims and potential of the country.

1. Evaluation of condition in coal industry of the countries in transition

1.1. The characteristic parameters of condition

Beside the problems that exist in coal industry in leading European countries, in the countries in transition some specific problems appear, that additionally load the coal industry [8]. Those problems were treated by Economy Commission for Europe, through the special expert report of its Coal Committee for the following countries: Byelorussia, Bosnia and Herzegovina, Bulgaria, China, Czech Republic, Kazakhstan, FRY Macedonia, Hungary, Poland, Romania, Russian Federation, Slovakian Republic, Slovenia, Turkey, Ukraine and Yugoslavia. According to the report, all those countries in transition have faced to many negative factors in coal

industry, and the most important of them are: the slump of coal consumption, decreasing of state interest to participate in recovery of negative financial effects, investment reduction, greater care for living environment protection, need for reducing of number of employees and technical and technology lag.

Reduction of coal consumption has caused the great production slump. In the mentioned countries the coal production in 1990 exceeded over a billion tons, while in 2000 it amounts up to 700 million tons. That is the production decrease of 30%, which caused 50% less employees in the branch, from over 2 million to a little bit more than 1 million employees, as well as the total number of objects (underground and surface mines) was reduced from 946 to 650. During the period of 10 years, the investment was reduced 70%, state participation was almost discharged, and in 2000 it had the symbolic importance. Beside all these facts the predicted modifications in energetic sector increase the incertitude in coal production, then it is clear that in the countries in transition, a special treatment must be given to the strategic questions.

Therefore the current condition in each of the countries has to be registered, to provide the background for making of proper strategy of coal industry development and faster solving of basic tasks that have priority in any strategy.

The basis for strategy in coal industry has to be strong enough to make the conditions for stable coal mine work, to reduce social tension and to accelerate the privatization process. The task becomes more difficult with arriving new division of energetic market in Europe, which will be the additional factor for the countries in transition to accelerate the law alteration, for faster transforming of each coal mine into technological, economical and financial competitive factor on the own and foreign market.

Mining worldwide is in alteration process, from achieving progress in production and applied technologies in some countries, to reducing of production and retrograde technological processes that require new approach and solutions on each level. The alteration has encircled the countries of Western Europe (Great Britain, Germany), and also well-known and strong mining countries like Poland, Ukraine, etc. Everyone has started to search for the solution in restructuring and adjustment to new circumstances, [4, 5, 6].

The examples of many new achievements and solutions in coal exploitation are well known in practice of European countries [1, 2, 5, 7].

In most of the European countries the subvention of coal production during the next years is not predicted, but there is a significant capital for the shutdown of non-profitable and dangerous mines. Besides, some of the leading European countries will keep some kind of subvention for coal production with intention to save their own coal production in the future. The directives of Europe Union will be clear in 2002 when the Convention 3632/93/ECSC about subventions for coal and steel production lays off. There is a prognosis that the state subvention for the coal production is possible under the circumstance of non-deforming European inner coal market. It means that the countries that exploit the coal just for their own purpose without exporting it could proceed with subventions and protection of their own production.

1.2. The characteristic parameters of condition in the countries of former Yugoslavia

Mineral and energetic resources in the countries of former Yugoslavia (Bosnia and Herzegovina (Federation of Bosnia and Herzegovina, Republic of Srpska); Slovenia; Federal Republic of Yugoslavia, etc) have great importance and variety. In their exploitation, underground

exploitation had a dominant influence and progress until the first half of 20th century, while the surface exploitation had developed in the second half of the century.

The energetic potentials of former Yugoslavia in coal reserves and hydro potential were represented with more than 90%, while the participation of crude oil, natural gas, uranium and regenerative energy resources were represented with up to 10%. In 1989 in former Yugoslavia it was produced 74.275.000 tons of coal, mineral coal participated with 293.000 tons, brown coal participated with 12.082.000 tons and with participation of lignite in amount of 61.900.000 tons.

Any of those former Republics, states today, i.e. each of their regions and parts are characterized by different data at the moment, because each of them faced to general decrease in production.

In the former Yugoslav countries, the events, which we are all familiar with, caused the decrease in production of coal and therefore also the changes in energy balance. Solutions for this new status is in scientific verification that with existing energy resources and new technical-technological achievements and modern mine models, required coal consumption in our country's energetic can be provided.

The present condition in mining of energetic minerals in the countries in transition in the region of former Yugoslavia (except Slovenia) is characterized by general decrease in production and suspension of development, including retrograde direction of almost all technical-technological phases and exploitation and processing operations. Mines are brought into such financial situation that, if no energetic measures for its stabilization and development were not taken, for most part of them elimination would be unavoidable.

In the past decade, developing trend of exploitation of mineral deposits was stopped and that is mutual feature for all countries of former Yugoslavia. Mining mechanization and equipment were not improved, no new mines were opened, even some reconstructions of mines were not completed, and domestic machine industry lost the character of a reproduction unit, some of the specialized personnel left the machine industry, and generally tough financial status had destructive influence on both geological researches and scientific-research activities.

In Federal Republic of Yugoslavia and Bosnia and Herzegovina, at the present moment, basic characteristic parameters in the field of mining with surface and underground exploitation of energetic minerals are as follows:

- deep excavation levels are realized,
- worn-out existing models for underground production system which requires new methods for opening, reconstruction and investment,
- great delay in investment uncovering of gangue at surface exploitation,
- retrograde processes in technology for underground exploitation and returning to traditional semi-mechanized technologies,
- production and productivity decrease,
- lack of investments,
- necessity for mines' restructuring.

It is confirmed that the deeper the exploitation level is, the more complicated exploitation is required. Old models are worn out, preparatory facilities are very big, length is also great, and excavation space is very tight so they are financially unconstructive and as such has to be discarded. New model requires new approach and radical turn in exploitation of mineral ore deposits in production area, scientific-research activities and all levels of education. New model requires new methods but also large investments.

In order to overcome existing negative situation in mining industry, it is necessary to examine and innovate strategic and program objectives in this field for all levels of special, scientific, social, economical and state institutions of the countries in transition and the former Yugoslav countries.

1.3. Condition and potentials in coal industry in the countries of former Yugoslavia

1.3.1. Condition and potentials of coal mines in Federal Republic of Yugoslavia

In Federal Republic of Yugoslavia, in Republic of Serbia geological reserves of coal, with 78% of lignite, are concentrated in 4 great coal basins: Kolubara, Kostolac, Kosovo and Metohija. In Kolubara basin the coal reserves amount 3,1 billion tons, and in Kostolac basin 637,5 million tons. In Kosovo basin the coal reserves amount 11,5 billion tons, and in Metohija basin 2,73 billion tons. Perspective thermo energetic development of Serbia was based on coal consumption from Kosovo basin, but that fact seems impossible at the moment due to uncertain political situation and that demands review of total strategy of energetic development of Serbia.

Geological reserves of mineral coal, brown coal and brown-lignite coal are estimated to around 1 billion tons spread over the complete territory of Serbia and they are mostly determined for the underground exploitation.

Almost 70% of all coal reserves could be excavated by surface methods of exploitation.

The energetic system of Republic of Serbia includes also the underground coal mines, that are now considering the solutions for improvement of technical and economical parameters, [14].

The mines are in constitution of EPS (Electric Power System of Serbia) as JPPEU (Public Firm for Underground Coal Production). Total reserves for underground exploitation in active and inactive mines amount 452.700.000 t of A+B+C_1 category, while the reserves of C_2 category are estimated to 297 million tons.

In order to find out the possibilities of modernization and improvement of underground coal mine production in Serbia, several studies are developed during the last decade, and the most important of them are:

- Searching for possibilities of further coal underground production in Serbia (RGF (Mining and Geology Faculty in Belgrade, Ugaljprojekt (Coal project) and RI (Mining Institute – Belgrade, 1991), and
- Program of restructuring of underground coal mines in Serbia (IEECL – International Economic and Energy Consultants Limited from England and Economy Institute – Belgrade, 1993).

According to those studies all mines, after the restructuring, could reach the production of 1,5 million tons per year. In the studies it is estimated the annual consumption of quality coal in Serbia for the purposes of industry and consumption in general in next 15 years, up to 2,1 million tons. Considering the maximal possibilities of 8 underground coal mines that are active today, the studies represented deficit of over 600.000 tons per year.

With reference to the results of the studies, the Program of general energetic minerals mines restructuring has started for each of the mines in Serbia. Those programs of restructuring are done by unique type of program task, which was the subject of professional judgment, for each of the mines.

Regarding to the Program of restructuring, for each of those 8 underground technology active mines, there was the Investment program with immediate realization in the first faze. Af-

terwards, there came a period of irregular and insufficient financial flow for those purposes, which caused further decrease of mine development to the minimum of maintenance and continuity of work. The direct consequence was production decrease and also the unsatisfied economy condition of the workers. It means that the predicted deficit of coal increased to around 1,4 million tons per year, because the current production possibilities of all underground active mines amount 600.000-700.000 tons per year.

1.3.2. The condition and potentials of coal mines in Bosnia and Herzegovina (Federation of Bosnia and Herzegovina, Republic of Srpska)

In Bosnia and Herzegovina (FBiH, RS) there are significant appearance of mineral and brown coal and lignite.

The reserves of mineral coal are very small („Jasenica" deposit on Majevica), and the exploitation conditions are very difficult so there is no excavation.

Brown coal deposits in BiH are mostly concentrated in the basins of: Middle Bosnia, Banovici, Djurdjevik, Mostar, as in Kamengrad and Ugljevik (RS). In those 6 basins it is concentrated 1.034×10^6 t of registered brown coal reserves or 95% of complete reserves.

The lignite in BiH is concentratcd in 5 main basins: „Kreka", „Livno", „Duvno", and also „Gacko" (RS) and „Stanari" (RS), where there are around 2.026×10^6 t of registered reserves. It is particularly important Kreka basin of quality lignite, because there are 1.141×10^6 t or 55% of complete registered lignite reserves in BiH.

According to data [9], before the war started (1990), the mines in FBiH produced around 12 million tons of coal, with almost 27.000 of employees. 2/3 of coal was excavated by surface and 1/3 by underground mining.

During the war coal production fall to 10% of the production before the war. Today, the achieved level is 40% of the coal production before the war, because the consumption in the country is rapidly reduced and the basic industry is almost destroyed. The current electric energy consumption needs are satisfied. So, there is no need to increase the coal production but to keep the achieved level and to start the implementation of mine modernization program with reference to social consequences of the process, because the half of a great number of the employees is sufficient.

In FBiH, solution of coal mine optimization and modernization problem, is given through the restructuring program that encircled the following aspects of mining companies business: market, technical and technological, organizational, ecological and sociological, so the mines could become modern and ready to take part in free market and independent economy.

To lead the mentioned process in this branch of industry systematically and methodical, and to avoid any kind of stress, especially the social one, USA Government assured The Feasibility Study for Coal Mines in FBiH (FS) for the sake of FBiH Government, through the work of US-TDA. Marston firm made FS, and it was completed and passed on in July 2000. USA Labor Ministry (US-DOL) made The Recommendation for Moderation of Social Consequences of Coal Mines Restructuring in FBiH, based on FS.

Those materials has never been implemented, but used for the purpose of Program of modernization of coal mines in FBiH (PM), made in 2002. According to the analysis, coal consumption in FBiH till 2015 will reach 7,8 million tons.

Republic of Srpska participates with 19% in total coal reserves of FBiH [10]. Thermo energetic potential of RS is based on significant reserves of brown coal and lignite, concentrated in

4 basins: Gacko, Ugljevik, Stanari and Miljevina. Less quantity of coal reserves is concentrated on other locations. The reserves that represent the base of coal production in Republic of Srpska amount 1.160 million t of geological reserves, i.e. 751,8 million t of registered reserves. In 2000. the realized production of the mines was around 3 million tons of coal, which represent 45% (Gacko), i.e. 75% (Ugljevik) of production before the war. For energetic system of RS it is necessary to produce another 3 million tons of coal. Nonentity of development strategy of energetic sector in RS affects the compatibility in energetic development, as well as the coal mines development.

1.3.3. The condition and potentials of coal mines in Republic of Slovenia

Referring to data [11], since 2001 in Republic of Slovenia it was allowed to establish Holding of Slovenian electric power plants. Holding includes: hydro plants on the Drava, the Sava and the Soca river, thermal power plants Brestanica and Sostanj, and the lignite mine Velenje.

According to estimation, the lignite mine Velenje will continue its work till 2023 as the thermo energetic blocks in Sostanj. Brown coal production will be stopped in 2007 because of the closure of the mines Trbovlje and Hrastnik.

Exploitation reserves of lignite in Slovenia amount around 200 million tons. Slovenia will also import the coal, for the sake of general consumption, as well as for the industry that consumes domestic coal but in limited quantities because of the ecology factor.

Electric power production in Slovenia is not based only on imported coal, in order to avoid the export dependence.

In lignite mine Velenje it is necessary to continue and to finish the process of restructuring that has been started 10 years ago. In lignite mine Velenje for several years the restructuring process has been intensified in order to reduce the coal exploitation costs as much as it's possible without a quick decrease of employees, and to obtain compatibility with the states of European Union.

Restructuring of program "coal production" is defined thus to realize following main aims:

- increase of annual productivity for minimum 4%,
- reorganization and segregation of all activities that are not directly connected to coal exploitation, in order to realize greater part of income every year on the market out of parent company,
- decrease of coal price for 2%,
- to employ up to 40 scholars of company every year,
- to avoid dismissing of employees in order to reduce social problems,
- mechanization of technological process of coal exploitation with maximum of work safety.

Those aims are successfully realized and that fact is obvious through the following data:

	1990	***2000***
Lignite production:	4.210.000 t	3.804.000 t
Number of employees in production:	5.189	2.861
Number of employees in subsidiaries:	0	1.073
Total employees' number:	5.210	3.980
Total length of stope:	716 m	302 m
Excavation rate:	36,12 t/day	91,20 t/day
Productivity (t/employee/day):	3,33	5,71
Number of stopes:	8,37	2,68

There were successfully formed 6 new firms – subsidiaries, i.e. several new programs were segregated from the program „coal production": finishing of lumber, organized food supplying, nourishment, maintenance of residential objects, quarry, telecommunication activities, electro and mechanical repair, making of safety means, objects protection, building, as well as the maintenance of fire brigade and rescue equipment.

In 2002 it is planned to segregate and intensive reorientation of other activities, such as: projecting, geomechanics, surveying, accounting services, professional and education activities and copying. There is a plan for the last faze for realization of minimum 55% of all incomes of employees out of the parent system, for the purpose of regular business of the subsidiaries.

1.3.4. The condition and potentials of coal mines in Republic of Croatia

According to data [12], the condition in coal industry of Republic of Croatia is specific comparing with neighbouring countries, and the main cause is insufficient coal reserves in that region.

In 1999 the last coal mine "Tupoljak" was shut down.

In 1974 Croatia made contracts for building and delivery of electric energy from Serbia to Bosnia and Herzegovina. There was a contract for building of thermal power plant on coal with annual delivery of 3.566 GWh of electric energy that was enough to cover 24% of electric energy consumption in 1990 in Croatia. Regular delivery was interrupted in 1992 by war actions, but those difficulties are still present and they obstruct the cooperation.

Croatia and Slovenia built by joint investment (50% and 50%) a nuclear power plant „Krsko" which started the regular activity in the beginning of 1983, with nominal power of 664,5 MW and annual production from 1.850 to 2.227 GWh/year of electric energy for Croatian energetic system. Croatia used electric energy from nuclear power plant „Krsko" till the first half of 1998. when it was canceled. Disagreement about nuclear power plant „Krsko" is still subject of negotiation between these two countries.

In Croatia from 1970 a thermal power plant works in Plomin, power 110MW, that used coal from „Rasa" mine, and in 1985 the building of second block of 215 MW power started at the same place. In 1991. the building was stopped by war actions, and in 1997 it was continued (HEP and RWE in joint investment 50% of participation each). In 1999 thermal power plant Plomin 2 had probation, and in 2001 it worked 5.297 hours with average working power on generator of 188,8 MW with coal consumption of 350.410,9 t. The coal is transported by ship from Columbia, China, Indonesia and Venezuela and in Plomin bay it is debarked and stored on thermal plant dump.

After the war the research for building of thermal power plant that will use the imported coal, continued at the sea shore (Lukovo Sugarje, Obrovac). Croatian Parliament decided in 1999 to stop any kind of building or research or investigating the possibility of building of thermal power plants on coal, as well as the nuclear power plants in Croatia until 2015 and that decision interrupted every activity connected to thermal power plants building.

2. Strategic planning of development and production

In production of energetic minerals it is necessary to define short-term and long-term real requirements for coal production, as strategic resource, for thermoelectric power plants and

other consumers. Regarding the connection between exploitation of energetic mineral resources with total requirements in energetic system (hydro-energy and other resources), real potentials for energy from coal have to be realized with society and state interest to the degree which covers total required energy. To achieve this, large investments and restructuring is required, and if mines cannot be self-dependant then there is a question of their existence.

Finding solutions for strategic problems related to exploitation of mineral materials should be performed starting with coal basins and deposits in general, to selection of specific adequate technological processes regarding the following logical sequence [7]:

1. Perspective recognition of the necessity for coal energy for a period until 2005, 2015, and so forth.
   - Evaluation of development of capacities and production of coal,
   - Evaluation according to the investment possibilities,
   - Evaluation according to the resource potentials,
   - Evaluation of domestic and foreign markets.
2. Situation and potentials of resources
   - Present condition of total balance and exploitation reserves,
   - Research degree and program for additional researching of minerals,
   - Coal reserves in basins, mines, layers,
   - Coal reserves in deposits and layers which are not opened and possibilities for development of new capacities,
   - Evaluation of reserves for exploitation with surface and underground excavation techniques,
   - Evaluation of reserves for implementation of new non-traditional technologies for excavation (underground coal gasification, coal combustion, hydro-derivation etc).
3. Development of technologies for coal exploitation
   - Selection of layers and evaluation of reserves for application of specific traditional (classical) technologies in particular mines and deposits,
   - Possibilities for development and application of mechanized technologies with automation and robotizing of technological processes,
   - Development and application of technologies and methods for short excavations,
   - Development of technologies for excavations with easier mechanization, with filling of excavated areas, etc.
   - Development and application of new non-traditional technologies (physical-chemical processes).
4. Model and structure of existing mines with evaluation of possibilities for concentration for facilities (mines) and excavation techniques
   - Existing models and structure for open pit and underground mines,
   - Possibilities for simultaneous operations in surface and underground mines,
   - Concentration of mines with minerals preparation,
   - New model of highly-mechanized mine up to so-called „intelligent" mine.
5. Programs for scientific researches for determination of strategy for technological development of coal exploitation (from applied and developing to concrete project solutions).
6. Accompanying infrastructure, organization, institutions.
7. Personnel.

Basic approach to recognition of development strategy in coal industry in the countries of transition must have the following logical sequence [8]:

1. Defining of current condition:

- Coal reserves condition for each sort of coal and in total quantity of the country,
- To form geological cadastre for existent coal deposits,
- Review of existent law regulative in the field of mineral exploration and giving exploration concessions,
- Actual condition of coal industry with the review of physical volume of production of each mine and in total of the country, with the review of effects, final products prices and the estimation of economy for each of the mines,
- To form cadastre of active coal mines,
- The review of scientific and skilled organizations in mining and geology,
- Survey of education of scientific and professional personnel for the purpose of mining and geology.

2. Background for development strategy:
   - Defining of rebalanced coal reserves, by methodology of International classification of minerals (UN Framework Classification)
   - Survey of coal deposits that could be a subject of exploration concessions, with technoeconomical evaluation,
   - Defining of current value of the capital for each of the coal mines,
   - Classification of the existent coal mines on mines that could work profitably after proper restructuring and mines that could not stand the market rules,
   - Defining cooperation with world and European organizations (UN, UNCTAD, UNIDO, UNDP, World Bank, MMF) meaning to get their support and to improve coal mines business and to direct the investment,
   - To form single and centralized information systems in mining and geology.
3. Strategy tasks:
   - Identification of investment possibilities for each coal deposit and for the country in total,
   - To carry out the feasibility study for each of the coal mines that could work profitably and for each mine that could work profitably, after proper restructuring,
   - To carry out the closure projects of mines that could not stand the market rules, with suggestions for mine resources usage after its closure, and with regular solutions for the dismissed employees,
   - To carry out the regulative documentation, according to developed countries, for coal deposits exploration, for mine building investment, for mine building itself as well as for the surveying of mine work during its life of exploitation,
   - Defining of long-term and short-term scientific and research work in sense of strategic improvement of mining and geology (research of new technologies, methods and procedures, and to obtain transfer of modern flows in those fields),
   - Defining of providing of scientific and skilled personnel for the purpose of mining and geology, with reference to world and European standards.

3. Definition of scientific-research activities in the countries in transition, especially in the countries of former Yugoslavia

In domain of scientific-research activities in the field of mining and geology (FBiH, Serbia), which is mostly disintegrated, it is required to redefine and determine strategic objectives

according to the requirements of mining development in all its segments, which would improve already achieved degree of operations in the country with world accomplishments transfer.

a) In that sense, it is required to observe more closely the necessity for reorganization of institutions (institute and project organizations), which would be adapted to new objectives with much better equipment for institutions and personnel qualification.
b) For further development of mining, it is required to use new technical improvements and new technologies. In this development process, computer-integrated technologies will have significant role since they integrate engineering knowledge in computer science, informatics, applied robotics, automations and process operations, management, education etc. Such approach leads towards the development of information-operating systems for multiple-rated logic, with installed functions for artificial intelligence and high surveying-operative efficiency. The result of this concept is also the idea of development of "intelligent' mining machines (robots). In the vision of near future, mining engineer will be able from his command centre to provide by computers all technical and technological orders and instructions to operative-executive areas (sites) in mine, for performance of working operations such as drilling, mining, loading, transportation, depositing, accessory operations etc. [5]. Within those trends, application of satellite systems for global positioning is becoming more important. Application of this system in mining industry enables locating, in real time, machine positions and equipment on open pits, monitoring of performance dynamics for mining work, precise navigation of machines etc.
   Leading world manufacturers of mining equipment and machines give large contribution to the investigations and funding of development of these „intelligent" machines. Such examples are intelligent trucks–dampers, and other machines, [5]. The most recent researches and intensive cooperation between mines and manufacturers of mining machines enabled the new conception in application of automated computer-operating processes with the objective to increase the productivity and work safety in mines. (For example, research project „Intelligent mine" which was investigated for 8 years and whose results of investigation program were applied in many mines in Finland, [1].
c) Current traditional technologies for underground exploitation of minerals cannot influence significantly the increase of productivity and economic feasibility of production due to exhaustion of technological schemes and models, very long mining facilities network and multi-operational processes for recovery.
   Therefore, special importance in the strategy of future exploitation has the investigation and application of alternative technologies (drilling exploitation, underground metal leaching, underground metal gasification, specific methods for biotechnology etc.).
   In the conditions of mineral deposits exploitation in Serbia, these strategic objectives noted under a, b and c are to be performed gradually and by phases; starting from implementation of mechanization of larger capacity into technological processes of mineral exploitation, then their automation and robotizing and in the future creating the conditions for application of the so-called „intelligent mine" model.

4. Education

In the field of education of mining technicians, engineers, scientific workers and other professions in the sphere of mining in Yugoslavia, it is necessary to make some deep changes in educational-scientific programs for schools and universities, since the requirement and

strategic objective for achievement of the model for modern mechanized mine, and especially 'intelligent mine' and new alternative technologies, set task for radical changes for obtaining special knowledge. This implies also rationalization processes for educative school systems, better-equipped institutions, schools, faculties and higher evaluation of personnel potential. On all these matters, it is required to establish a consensus of many institutions and agreement & decision making authorities.

a) Post-graduate master and professional studies at faculties for mining need to be more directed towards main strategic objectives for development of practice and science in mining industry.
b) Development of other forms of personnel education in the field of mining for worldwide markets on foreign partners demand.
c) Education of personnel abroad.
d) Lectures upon invitation to foreign institutions, as well as world and European experts' lectures in our country.
e) Present system for conferences and symposiums organizing is quite often uncoordinated, placed within narrow frames and disciplines where one cannot see strategic vision or main objective. Therefore, it is necessary to provide new frames and contents for this activity.
f) It is also necessary to intensify previously fruitful and momentarily stopped international cooperation with foreign developed institutions and organizations in the field of mining and geology.
g) Achieved degree of mining techniques and technology in specific historical periods should not be forgotten. They are at the same time product of complex social conditions in which exploitation processes took place, an therefore it needs to be institutionally immortalised not only through important annual gatherings, but through historical mining museums with exhibits and monographs, and to provide a lesson and direction for future generations in their aiming towards development and perfection.

5. Conclusions

Conclusions of the previous observations could suggest following short directives in order to solve problems in coal industry in the countries in transition, especially in the countries of former Yugoslavia, i.e. Federal Republic of Yugoslavia:

a) It is necessary right away to make a detailed strategy for the field of mineral exploitation by state and other relevant organs in Serbia, which would configure orientation for restructuring of mines according to strategic interests of the state, social politics and market-orientated economics, as well as implementation into general currents of European economical integration.
b) To form suitable strategy, it is necessary to perform more detailed analysis of previous condition in the field of mining, as a basis for evaluation of market perspective for each deposit with regard to raw material bases at disposal and in accordance with strategic objectives for development and production

The main aims of development strategy are:

- intensive exploration of coal deposit for the purpose of getting energy from own resources,
- rational usage of available coal reserves, with accordance between the production level and greater ecological demands,

- directing of the complete policy to such financial and market directions that will bring new impulses to the coal industry, especially by removing of disparity in the field of prices and by acceptable credits and loans,
- the choice of the most favourable system of property transformation, that will be attractive for investments and to lead the coal industry into zone of profit and complete market economy,
- to achieve accordance between the rules and standards with greater need for protection of human environment,
- development of mining technique and technology in order to accomplish maximal efficiency of technological processes by application of informatics technology and specific management that will make the production price per product unit real and rational..

c) There have to be made decisions at the level of state that will determine the mines with perspective in reference to more available reserves, coal quality, prices, ecology, safety and human treatment of the employees.
It is necessary to invest in mines and make them efficient in technological and organizational way to fulfil those conditions so they could work successfully in the future. The other mines, out of those conditions, should be shut down. During the closure process the state should have active role, i.e. to obtain means through the state budget for the restructuring of the region where the former mine is situated.
The state should be an owner of those mines planned to be closed and for the active mines it is necessary to define the owner as soon as it's possible.

d) Despite the delicate situation in the field of energy supply and production in the countries in transition, especially about the prices and ecology, coal will remain for a long time a significant resource for electric energy production. In the future the rich countries will dictate the conditions of energy market functioning, while the energetically weak countries will be forced to protect their interests by all means and to avoid great dependence of import.

e) Restructuring of mines is a process that cannot be realized in a short period. In spite of many difficulties connected with this process, it must be realized completely, with all aims fulfilled and to be revised through the time because there is no clear development program in this field at the moment.

f) Once again there must be emphasized the importance of analytical and gradual insight and reorientation for obtaining of higher degree in domain of exploitation of mineral ores from current traditional model of mines to higher level of modern mechanized and automation model of mines with larger development and application of new alternative technologies (drilling exploitation, underground gasification of coal, leaching etc.).

References

[1] Sarrka P., Pukkila J.: Intelligent mine and intelligent mine implementation research programs. Polish Academy of Sciences „International Mining Forum 2002" Kraków, 2002.

[2] Litwinsky G.G.: Problemnbie voprosbi razrabotki tonkih plastov na szachtah Donbassa. Polska Akademia Nauk „International Mining Forum 2002" Kraków, 2002.

[3] Kicki I.: Aktualne problemy przedsiębiorstw sektora podziemnego w Polsce na progu XXI wieku. Polska Akademia Nauk „International Mining Forum 2002" Kraków, 2002.

[4] Milovanovic D.: Mineralno sirovinski kompleks u xxi vijeku - informaciona revolucija i globalizacija. Mezunarodni naucni skup „Racunarski integrisane tehnologije u industriji minerala", Prijedor, 2001.

[5] Vujic S., Cvijic R.: Da li je budu]nost stigla? Mezunarodni naucni skup „Racunarski integrisane tehnologije u industriji minerala", Prijedor, 2001.
[6] Tor A., Jakubow A.: Centralny system chłodzenia w kopalni węgla kamiennego „Pniówek" Polska Akademia Nauk „International Mining Forum 2002" Kraków, 2002.
[7] Stjepanovi} M.: Naucne osnove optimalizacije glavnih parametara podzemne eksploatacije, Monografija, Tehnicki fakultet Bor, 1993.
[8] Simic R. : Industrija uglja na pocetku 21. vijeka – quo vadis? Mezunarodni naucno-strucni skup, Zenica, Kakanj, 2002.
[9] Bacic A.: Osnovne informacije na restruktuiranju rudnika FbiH. Mezunarodni naucno-strucni skup, Zenica, Kakanj, 2002.god.
[10] Bijelic V., Milovanovic Z.: Stanje rezervi lesicta uglja i kapaciteta rudarskih objekata RS BiH. Mezunarodni naucno-strucni skup, Zenica, Kakanj, 2002.
[11] Serdin F.: Dostignu]a premogovnika velenje (Slovenija) u procesu prestruktuiranja kao posledica svetskih trendova. Mezunarodni naucno-strucni skup, Zenica, Kakanj, 2002.
[12] Sivkovic S., Nuic J.: Ugljen se ne predaje (u Hrvatskoj). Mezunarodni naucno-strucni skup, Zenica, Kakanj, 2002.
[13] Sobczyk E.: Restructuring of polish hard coal mining industry vs resources management. Mezunarodni naucno-strucni skup, Zenica, Kakanj, 2002.
[14] Ivkovic M.: Stratecki pravci stabilizacije proizvodnje i poslovanja i daljeg razvoja podzemnih rudnika uglja u Srbiji u uslovima prestruktuiranja. Ministarstvo za rudarstvo i energetiku Vlade Republike Srbije, Beograd, 2002.

Strategia rozwoju przemysłu węglowego w nawiązaniu do problemów krajów w trakcie przemian, zwłaszcza krajów byłej Jugosławii

Streszczenie

Zasoby surowców mineralnych i energetycznych w krajach w trakcie przemian i w regionie byłej Jugosławii są niezwykle istotne. Powszechna redukcja produkcji oraz stagnacja postępu określają bieżący stan eksploatacji węgla. W wielu krajach na świecie górnictwo ulega przemianom i we wszystkich, w zależności od zdolności i możliwości, zmierza do rozwiązań restrukturyzacyjnych i doprowadzenia do zaistnienia nowych warunków.

Jest niezwykle istotne dla krajów w trakcie przemian w rejonie byłej Jugosławii, aby zacząć planować rozwój i produkcję w górnictwie węglowym wg punktów szczegółowo opracowanej strategii; jest to możliwe, jeżeli zacznie się od analizy aktualnej sytuacji, krótko- i długoterminowych prognoz opartych na nowych dokonaniach naukowych i technicznych oraz technologii nowego modelu górnictwa, która jest równoważna z generalnym celem strategii i potencjału kraju.

Recenzent: dr inż. Jerzy Kicki

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2003, str. 663–671

Shujie YUAN
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków
Anhui University of Science and Technology, 232001 Huainan, Chiny
e-mail: sj_yuan70@hotmail.com

Wpływ temperatury na wybuchowość mieszaniny gazów palnych

Słowa kluczowe

pożary podziemne - wybuchy gazów - temperatura mieszaniny wybuchowej

Streszczenie

W dotychczasowej praktyce oceny pól pożarowych, nie uwzględnia się wpływu temperatury na wybuchowość mieszaniny gazów palnych; mimo, że w niektórych pozycjach literaturowych wymieniono wpływ temperatury na wybuchowość poszczególnych gazów. W niniejszym artykule autor przeprowadził analizę wpływu temperatury na wybuchowość mieszaniny gazów palnych w polach pożarowych w aspekcie teoretycznym i doświadczalnym. Dane doświadczalne zostały zaczerpnięte z literatury.

1. Wstęp

Wybuchem mieszaniny metanowej nazywa się gwałtowne wypalenie mieszaniny zawierającej stężenie metanu w granicach wybuchowości, przy czym płomienie metanu rozprzestrzeniają się z prędkością mniejszą od szybkości dźwięku, a ciśnienie fali wybuchowej jest większe od 0,15 atm. Widać stąd, że warunkiem wybuchu jest samodzielne rozprzestrzenianie się płomieni metanu, co można zachodzić przy stężeniach metanu w granicach wybuchowości. Przy stężeniu poniżej dolnej granicy wybuchowości za mało jest metanu, by mógł nastąpić wybuch, zaś przy stężeniu metanu powyżej górnej granicy wybuchowości za mało jest tlenu w mieszaninie metanowo-powietrznej, aby mógł powstać wybuch. Palenie się bowiem metanu w tych granicach zawartości wytwarza temperaturę wystarczającą na ogrzewanie sąsiednich warstw mieszaniny wybuchowej do temperatury zapłonu, tzn. że temperatura mieszaniny wybuchowej znajdującej się przed czołem płomieni osiąga temperaturę zapłonu na skutek mieszania i podgrzania. [Czechowicz 1972]

Najniższa temperatura, w której ciepło powstające z reakcji chemicznej jest większe niż ciepło odprowadzone do otoczenia nazywa się punktem zapłonu. Przy temperaturze niższej od punktu zapłonu mieszanina gazów palnych nie ulega zapaleniu. Zatem jednym z niezbędnych warunków, w których mieszanina gazów pali się jest wystarczająca prędkość ciepła powstającego z reakcji. Prędkość ciepła powstającego z reakcji jest proporcjonalna do prędkości reakcji, która jest proporcjonalna do iloczynu stężeń poszczególnych gazów biorących udział w reakcji. Więc ten iloczyn powinien być większy od pewnej wielkości, czyli dolnej granicy

wybuchowości. Dolna granica wybuchowości przedstawia najniższe stężenie objętościowe mieszaniny gazów palnych, a górna granica najwyższe stężenie.

Na wielkość ciepła powstającego z reakcji i odprowadzonego do otoczenia wpływa wiele czynników, takich jak: stężenie, ciśnienie, gradient temperatury, pojemność cieplna, przewodnictwo cieplne, stan przepływu mieszaniny gazów, itd. Więc granice wybuchowości i temperatura zapłonu dla mieszaniny danego gazu palnego z tlenem nie są stałe.

W związku z tym należy przy rozpatrywaniu stopnia wybuchowości mieszaniny metanowej poszerzać granice stężenia CH_4 w zależności od temperatury, w jakiej się ta mieszanina znajduje. W praktyce może to zachodzić w otamowanych polach pożarowych lub w wyrobiskach, gdzie płyną gorące gazy pożarowe, do których wydziela się metan z górotworu. W obu bowiem przypadkach metan wydziela się do atmosfery o podwyższonej temperaturze. Trzecim przypadkiem może być skierowanie z powrotem do ogniska pożaru gorącej mieszaniny metanu i gazów pożarowych.

2. Wpływ temperatury na granice wybuchowości gazów palnych

Spalanie gazowe jest rodzajem reakcji chemicznej z udziałem tlenu. Zakłada się, że gaz palny G oraz tlen O_2 biorą udział w reakcji chemicznej w postaci palenia i przekształcają się na produkt P z wydzieleniem ciepła Q. czyli

$$G + O_2 \rightarrow P + Q \tag{2.1}$$

Jeżeli a,b,c przedstawiają stężenie molowe (liczba cząstek w jednostkowej objętości) odpowiednio gazu G, tlenu O_2 i produktu spalenia P to otrzymuje się prędkość reakcji:

$$\frac{dc}{dt} = K \times a \times b \tag{2.2}$$

gdzie:

t - czas;

K - stała szybkości reakcji, według Arrheniusa.

$$K = c_1 e^{-\frac{E}{RT}} \tag{2.3}$$

gdzie:

E - energia aktywacji danej substancji;

T - temperatura;

R - uniwersalna stała gazów.

Przyjmując stężenie objętościowe $\dot{a}$, $\dot{b}$, $\dot{c}$ zamiast stężenia molowego a, b, c; mamy co następuje:

$$a = \frac{P}{RT} \cdot \dot{a}, \quad b = \frac{P}{RT} \cdot \dot{b} \tag{2.4}$$

więc

$$\frac{dc}{dt} = K \cdot \left(\frac{P}{RT}\right)^2 \cdot \dot{a}\,\dot{b} \tag{2.5}$$

Ze wzoru (2.3) widać, że stała prędkość reakcji K wzrasta w miarę wzrostu temperatury w pewnym zakresie. Gdy $T>>E$, K osiąga największą stałą wartość i nie wzrasta dalej wraz ze wzrostem temperatury. Natomiast ze wzoru (2.5) wynika, że prędkość reakcji jest odwrotnie proporcjonalna do temperatury w drugiej potędze T^2. Dlatego, że energia aktywacji E posiada wysoką wartość gdy T wzrasta, to K wzrasta znacznie więcej niż wielkość zmniejszona przez T^2. Więc temperatura ma pozytywny wpływ na prędkość reakcji gazów palnych.

Wybuch jest efektem gwałtownej reakcji chemicznej gazów z tlenem o dużej prędkości przebiegu. Im większa jest prędkość reakcji mieszaniny gazów z tlenem, tym większa skłonność mieszaniny do wybuchu. Natomiast prędkość reakcji w pewnym zakresie wzrasta w miarę wzrostu temperatury. Zatem temperatura wpływa na wybuchowość mieszaniny gazów. Przy wysokiej temperaturze mieszanina otrzymuje dużą energię z zewnątrz, jednocześnie prędkość reakcji wzrasta, co powoduje wydzielanie dużej ilości ciepła w jednostce czasu przy małym udziale gazów palnych albo tlenu biorącego udział w reakcji. Więc pod wpływem temperatury dolna granica wybuchowości obniża się, a górna granica podwyższa, czyli zwiększa się zakres granic wybuchowości w miarę wzrostu temperatury.

W tablicy 2.1 zestawiono granice wybuchowości wybranych gazów palnych w zależności od ich temperatury.

Tablica 2.1. Granice wybuchowości mieszaniny gazów palnych z powietrzem w różnych temperaturach (warunki w czasie testowania: pionowy przewód, propagacja płomienia w dół, standardowe ciśnienie atmosferyczne) [Zhou 1996]

Table 2.1. Explosion limits of mixture of gases with air at different temperatures (test conditions: in a vertical pipe, flame propagation downwards, at a standard atmosphere pressure) [Zhou 1996]

Temperatura	CH_4		H_2		CO		C_2H_4	
°C	%		%		%		%	
	Dolna	Górna	dolna	górna	dolna	górna	dolna	Górna
17	6,3	12,9	9,4	71,5	16,3	70,0	3,45	13,7
100	5,95	13,7	8,8	73,5	14,8	71,5	3,20	14,1
200	5,50	14,6	7,9	76,0	13,5	73,0	2,95	14,9
300	5,10	15,5	7,1	79,0	12,4	75,0	2,75	17,9
400	4,8	16,6	6,3	81,5	11,4	77,5	2,5	...

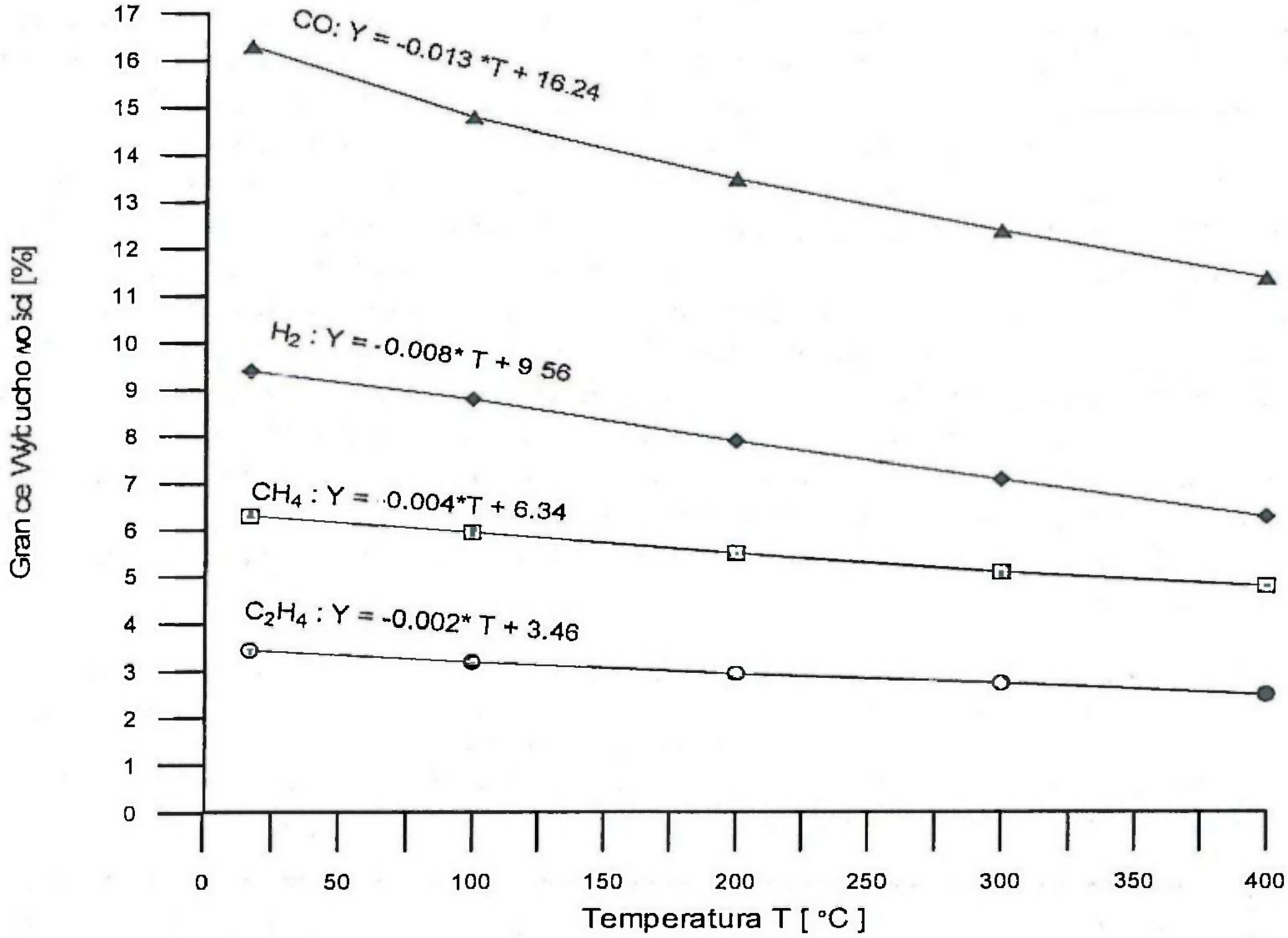
Według [Vidal 1962] przy temperaturze otoczenia (normalnej) granica wybuchowości mieszaniny jest 6 do 16% CH_4. Gdy mieszanina wybuchowa ma temperaturę podwyższoną, wówczas dolna granica wybuchowości metanu obniża się następująco:

- przy temperaturze mieszaniny 100°C - do 5,5 % CH_4;
- przy temperaturze mieszaniny 175 °C - do 5,0 % CH_4;
- przy temperaturze mieszaniny 250 °C - do 4,5 % CH_4;
- przy temperaturze mieszaniny 600 °C - do 3,5 % CH_4.

Przy dalszym wzroście temperatury dolna granica nie ulega już zmianie. Górna granica wybuchowości przedstawia się następująco:

- przy temperaturze mieszaniny 600°C wzrasta do 16,4 % CH_4;
- przy temperaturze mieszaniny 700°C wzrasta do 18,75 % CH_4;
- przy temperaturze mieszaniny 800°C wzrasta do 29,00 % CH_4.

Niejednakowe wyniki podane w literaturze [Vidal 1962; Zhou 1996] wynikają z różnych warunków doświadczenia.



Rys. 2.1 Zależność dolnych granic wybuchowości niektórych gazów palnych od temperatury pierwotnej według tablicy 2.1

Fig. 2.1 The dependence of low explosion limit of some gases to temperature according to table 2.1

Tablica 2.2. Granice wybuchowości mieszaniny gazów palnych z powietrzem przyjmowane w kopalniach węgla
Table 2.2. Explosion limits of mixture of gases with air adopted in coal mines

CH_4		H_2		CO		C_mH_n	
%		%		%		%	
dolna	górna	dolna	Górna	dolna	górna	dolna	Górna
5	15	4	74,2	12,5	74,2	2	15

W kopalniach przyjmuje się granice wybuchowości gazów palnych, które zostały określone pod warunkiem propagacji płomienia do góry. Granice wybuchowości w przypadku propagacji płomienia do góry są mniejsze niż w przypadku propagacji płomienia na dół.

Z rysunku 2.1 widać, że zależność granic wybuchowości od temperatury jest liniowa. Granice wybuchowości danego gazu w obydwu przypadkach posiadają ten sam gradient od temperatury. Więc przez równoległe przesunięcie linii w rysunku 2.1 na dół lub w górę o wielkość różnicy granic wybuchowości danego gazu w temperaturze 25°C można otrzymać zależność dolnej i górnej granicy wybuchowości danego gazu. Dla gazów wyszczególnionych w tablicy 2.1 dolna granica wybuchowości przedstawia się następująco:

CH_4: $$y = -0{,}004 \cdot T + 5{,}10 \tag{2.6}$$

C_2H_4: $$y = -0{,}002 \cdot T + 2{,}06 \tag{2.7}$$

H_2: $$y = -0{,}008 \cdot T + 4{,}20 \tag{2.8}$$

CO: $$y = -0{,}013 \cdot T + 12{,}18 \tag{2.9}$$

3. Wpływ temperatury na wybuchowość mieszaniny gazów palnych

Według zasady Le Chateliera:

$$\frac{P_T}{L_T} = \frac{P_1}{L_1} + \frac{P_2}{L_2} + \cdots + \frac{P_n}{L_n} \tag{3.1}$$

gdzie:

P_i - udział objętościowy i-tego składniku w mieszaninie gazów palnych;
L_i - granica wybuchowości i-tego składniku w mieszaninie gazów palnych;
P_T - stężenie objętościowe mieszaniny gazów palnych;
L_T - granica wybuchowości mieszaniny gazów palnych.

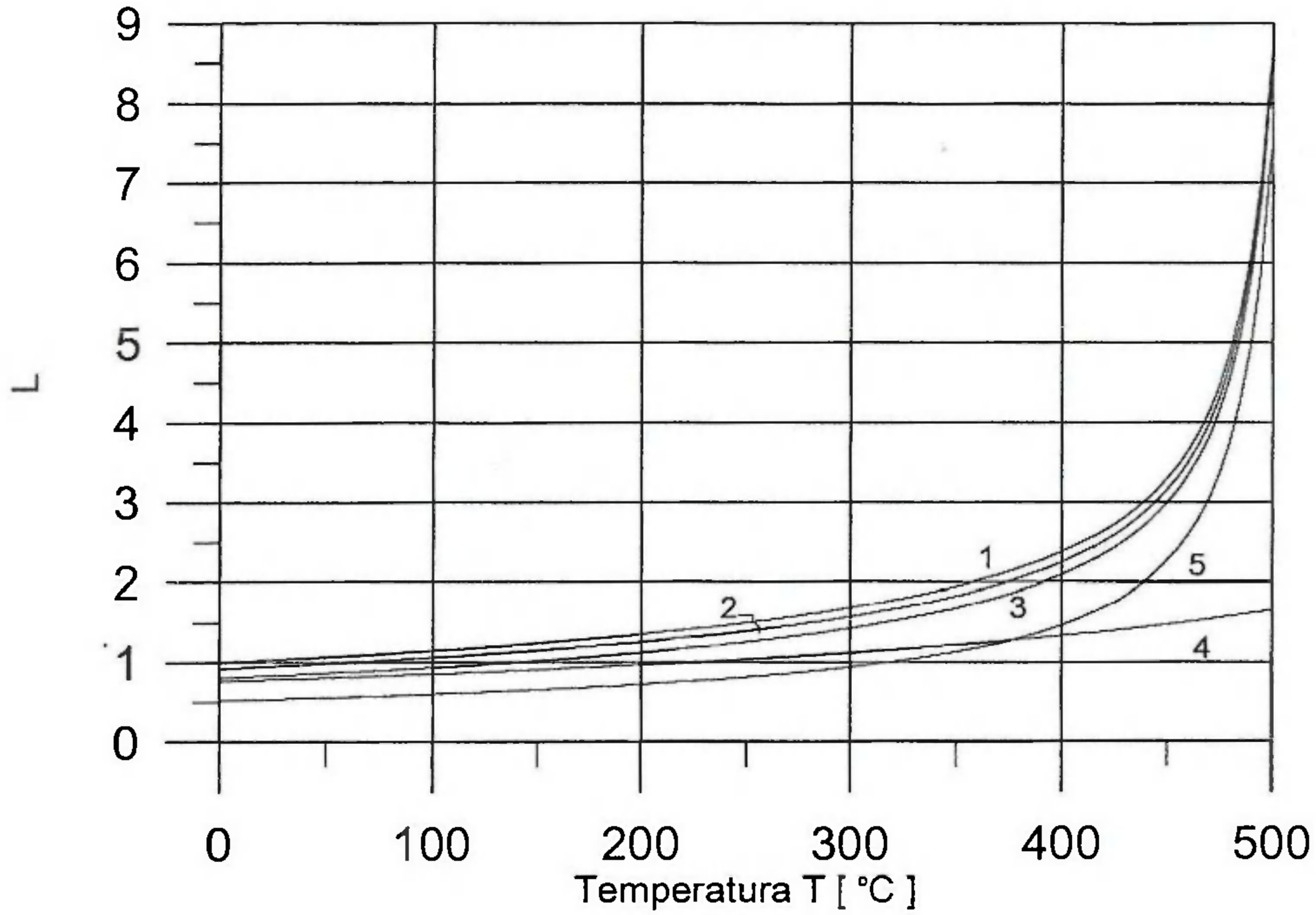
Z w/w wzoru (3.1) otrzymuje się wzór do obliczenia wartości wskaźnika alarmującego L dla mieszaniny gazów palnych występujących w kopalniach węgla kamiennego, czyli wskaźnika niebezpieczeństwa wybuchu gazów pożarowych:

$$L = \frac{CO}{12{,}5} + \frac{CH_4}{5} + \frac{H_2}{4} + \frac{C_mH_n}{2} \tag{3.2}$$

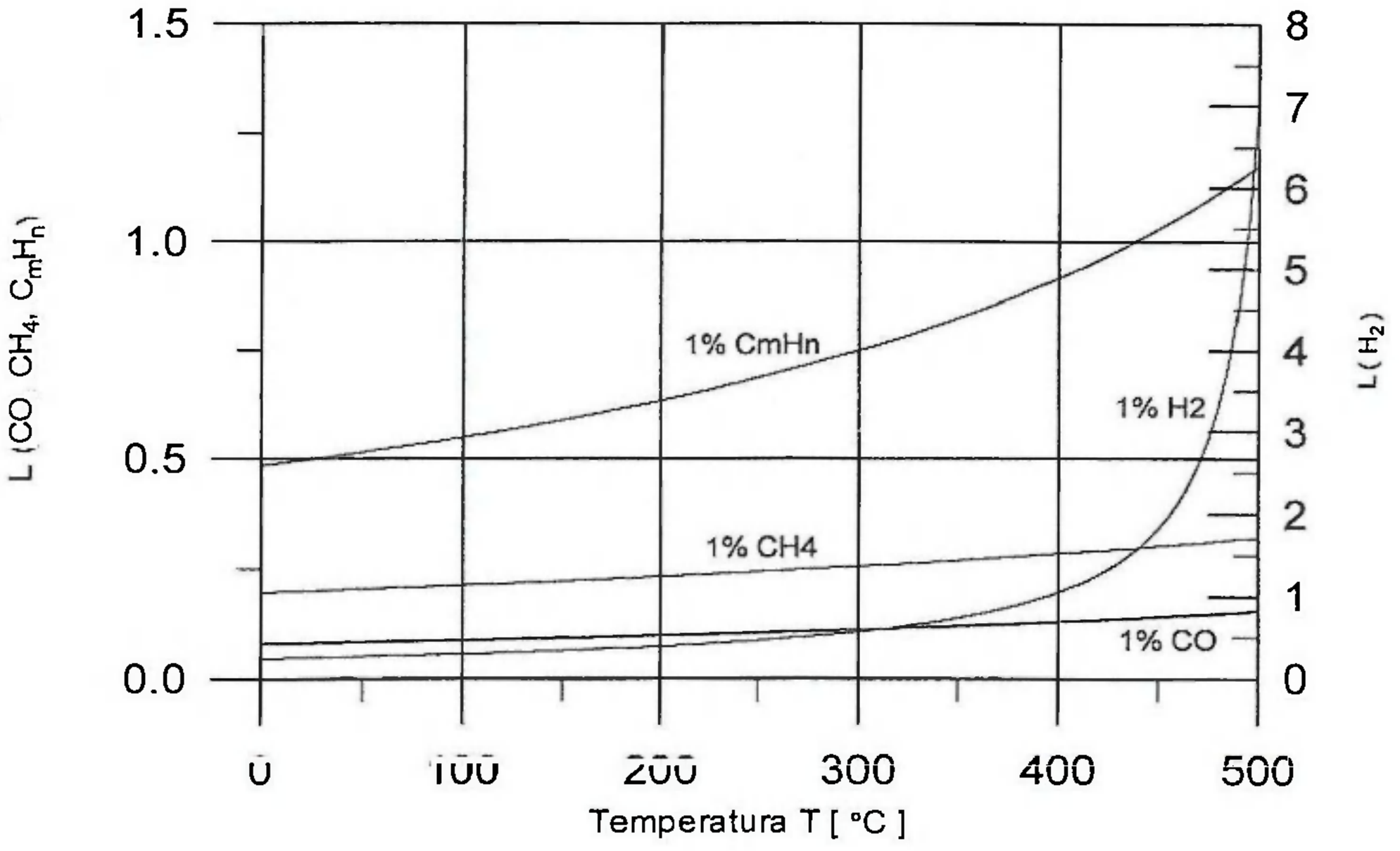
gdy L > 0,6, mieszanina jest wybuchowa.

Jeżeli uwzględnia się wpływ temperatury na wartość wskaźnika alarmującego L, wzór przyjmuje następującą postać:

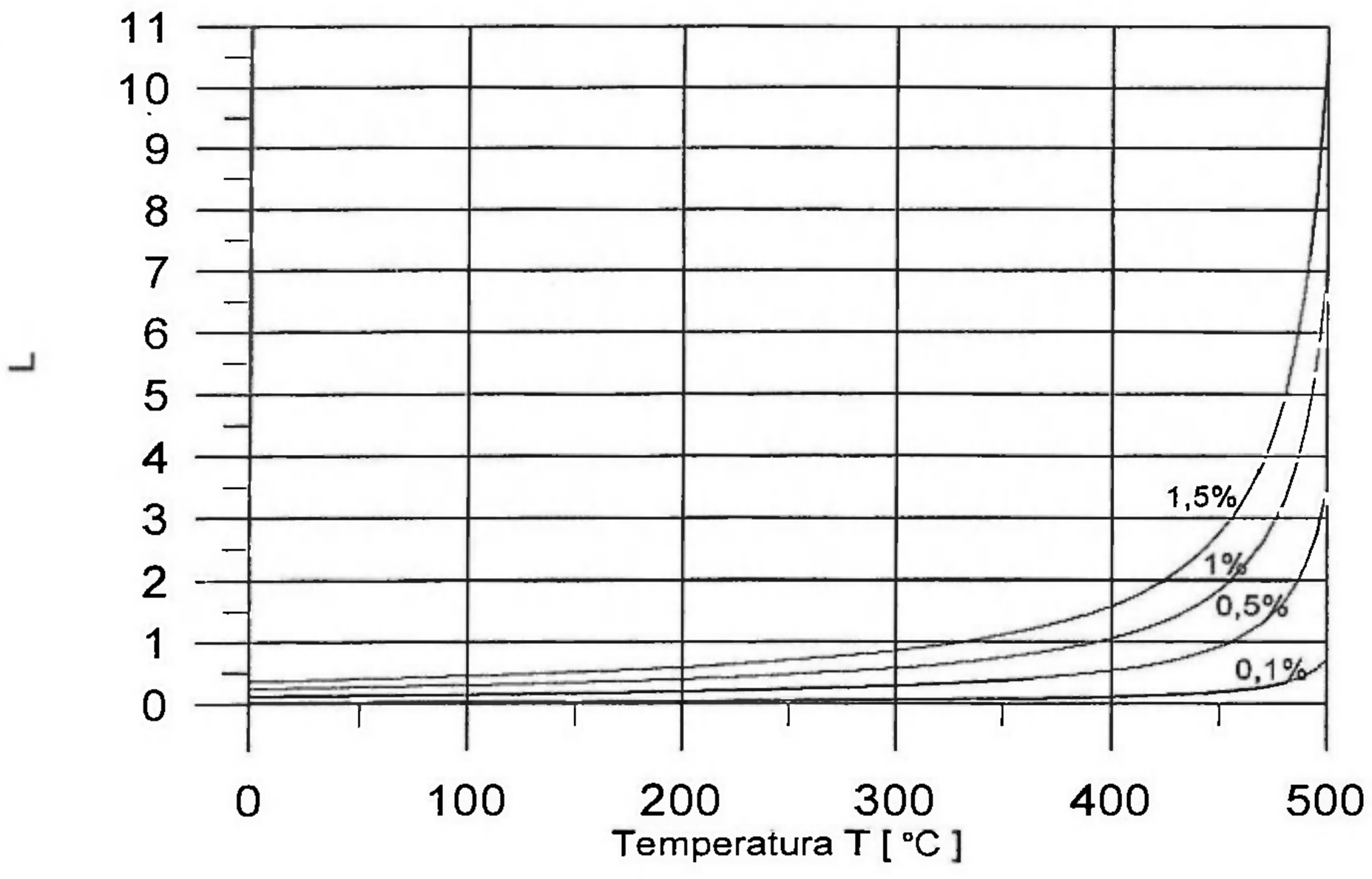
$$L=\frac{CO}{-0{,}013\cdot T+1{,}281}+\frac{CH_4}{-0{,}004\cdot T+5{,}10}+\frac{H_2}{-0{,}008\cdot T+4{,}20}+\frac{C_mH_n}{-0{,}002\cdot T+2{,}06} \qquad (3.3)$$



Rys. 3.1 Wpływ temperatury na wybuchowość mieszaniny gazów palnych
Fig. 3.1 Influences of temperatures on explosibility of gases mixture
linia 1 - 1% CO, 1% CH_4, 1% H_2, 1% C_mH_n), linia 2 - 0% CO, 1% CH_4, 1% H_2, 1% C_mH_n
linia 3 - 1% CO, 0% CH_4, 1% H_2, 1% C_mH_n), linia 4 -1% CO, 1% CH_4, 0% H_2, 1% C_mH_n
linia 5 - 1% CO, 1% CH_4, 1% H_2, 0% C_mH_n



Rys 3.2 Wpływ temperatury na wybuchowość pojedynczych gazów
Fig. 3.2. Influences of temperatures on explosibility of some single gases



Rys. 3.3. Wpływ temperatury na wybuchowość gazu wodoru H_2 o różnym stężeniu
Fig. 3.3. Influences of temperatures on explosibility of hydrogen with different concentrations

Na rysunku 3.1 przedstawiono wpływ temperatury na wybuchowość mieszaniny gazów palnych, uwzględniając stężenia:
- linia 1: 1% CO, 1% CH_4, 1% H_2, 1% C_mH_n;
- linia 2: 0% CO, 1% CH_4, 1% H_2, 1% C_mH_n;
- linia 3: 1% CO, 0% CH_4, 1% H_2, 1% C_mH_n;
- linia 4: 1% CO, 1% CH_4, 0% H_2, 1% C_mH_n;
- linia 5: 1% CO, 1% CH_4, 1% H_2, 0% C_mH_n.

Z rys. 3.1 i 3.2 widać, że wybuchowość mieszaniny szybko wzrasta w miarę wzrostu temperatury. Zauważyć można również, że CO posiada najmniejszy, a H_2 największy wpływ na wybuchowość mieszaniny. Wodór jest bardzo wrażliwy na zmianę granicy wybuchowości pod wpływem temperatury. Przy temperaturze 500°C wskaźnik alarmujący L mieszaniny gazów wybuchowych z udziałem wodoru osiąga największą wartość. Udział węglowodorów w mieszaninie podnosi stopień wybuchowości, a udział wodoru przyśpiesza wzrost wskaźnika wybuchowości w miarę wzrostu temperatury mieszaniny. Obecność H_2 albo C_mH_n w mieszaninie podnosi poziom wybuchowości mieszaniny (wskaźnik L) pod wpływem ciepła, zwłaszcza gdy temperatura przekracza 200°C.

Z rys. 3.3 widać, że wodór przy różnym stężeniu w temperaturze 500°C osiąga największą wartość wskaźnika alarmującego. Jeżeli stężenie wodoru wzrasta to zwiększa się wskaźnika alarmującego i tym samym wzrost temperatury posiada większy wpływ na jego wybuchowość. Przy temperaturze 500°C, nawet bardzo mały udział wodoru w mieszaninie grozi wybuchem.

4. Wnioski

4.1. Temperatura mieszaniny gazów palnych wpływa na jej wybuchowość. W miarę wzrostu temperatury zakres granic wybuchowości zwiększa się.

4.2. Obecność CO ma najmniejszy wpływ na wybuchowość mieszaniny, a H_2 ma największy wpływ pod względem wrażliwości na temperaturę.

4.3. Udział węglowodorów podnosi, a udział wodoru przyśpiesza wzrost wybuchowości mieszaniny gazów w miarę wzrostu jej temperatury. Obecność H_2 albo C_mH_n w mieszaninie podnosi poziom wybuchowości mieszaniny (wskaźnik L) pod wpływem ciepła, zwłaszcza gdy temperatura przekracza 200°C.

4.4. Wodór przy różnym stężeniu osiąga największą wartość wskaźnika alarmującego L w temperaturze 500°C, natomiast im większe stężenie wodoru, tym większa wartość wskaźnika alarmującego i tym większy wpływ temperatury na jego wybuchowość.

4.5. Wybuchowość wodoru jest bardzo wrażliwa na zmianę temperatury. Przy temperaturze 500°C, nawet bardzo mały udział wodoru w mieszaninie grozi wybuchem gazów.

4.6. W analizie stanu pól pożarowych powinno uwzględniać się wpływ temperatury na wybuchowość gazów pożarowych.

4.7. Wybuchowość gazów posiada ograniczoną granicę, nie może bezgranicznie zwiększać się w miarę wzrostu temperatury. Przy bardzo wysokiej temperaturze gazy palne ulegają zapaleniu, a nie wybuchowi. W tym przypadku wskaźnik alarmujący L nie odnosi się do ich wybuchowości, a jedynie do oceny intensywności ich utleniania. Potrzebne są dalsze badania w celu określenia granic wybuchowości poszczególnych gazów i mieszaniny w zależności od ich temperatury.

4.8. W niniejszym referacie przedstawiono analizę zmiany granicy wybuchowości gazów w zależności od ich temperatury w zakresach niskich stężeń gazów (do 1% obj.). Pomimo, że pod wpływem wysokiej temperatury wskaźniki alarmujące przekraczają wartość 0,6, to nie można mówić o wybuchowości mieszaniny gazowej. Poniżej dolnej granicy wybuchowości gazy nie wybuchają, a wskaźnik alarmujący oznacza jedynie tendencję zmiany natężenia reakcji chemicznej gazów z tlenem.

Literatura

[1] Zhou X. Q., Wu B. 1996: the Theories and Practices of Fighting Mine Fires. The Coal Industry Publishing House, Beijing, pp194 - 195.
[2] Czechowicz J. 1972 : Zwalczanie pożarów w kopalniach silnie metanowych. Wydawnictwo „Sląsk", Katowice.
[3] Vidal V. 1962: Exploitation des mines. Tom II Dunod. Paris (tłumaczyła inż. Danuta Pawłowicz).
[4] Strumiński A. 1996: Zwalczanie pożarów w kopalniach głębinowych. Wydawnictwo Śląskie, Katowice.
[5] Bystroń H. 1996: Stan pożaru, zapalenie i wybuch gazów podczas aktywnego i pasywnego gaszenia. Prace Naukowe GIG Nr 14, Katowice.

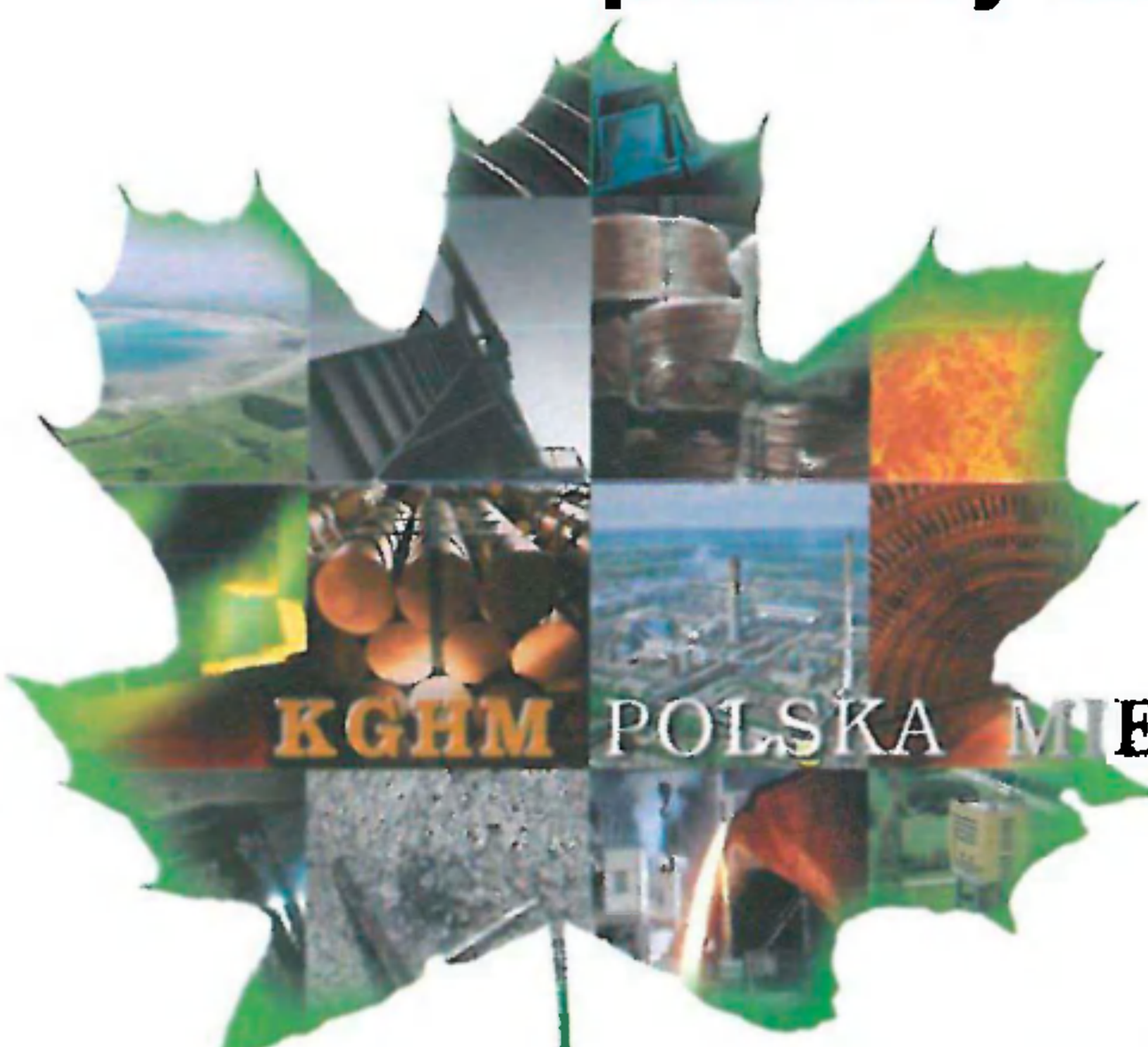
Influence of temperature on explosibility of mixture of burnable gases

Abstract

In practice of analysing fire fields in coal mines it has not been taken into account that temperatures influence explosion ability of mixture of burnable gases, but in some literatures it's mentioned that temperatures influence explosion ability of some single gases. In this paper the author tried to analyse temperature's influences on explosion ability of gas mixture in fire fields from theoretical and practical aspects.

Recenzent: dr inż. Dariusz Obracaj

Lider
polskiej ekologii



KGHM POLSKA MIEDŹ SA

Mamy zaszczyt poinformować, że Minister Środowiska
uhonorował KGHM Polska Miedź S.A. prestiżowym tytułem
„Lidera Polskiej Ekologii"

Przedsiębiorstwo otrzymało tytuł
„Lidera Polskiej Ekologii"
w 5 edycji ogólnopolskiego konkursu za przedsięwzięcie
„Ochrona atmosfery jako element
kompleksowego systemu polityki ekologicznej
w KGHM Polska Miedź S.A."

Kopalnia Węgla Kamiennego
„KAZIMIERZ-JULIUSZ”

41-215 SOSNOWIEC ul. Ogrodowa 1
tel. (0 32) 368 50 00, fax (0 32) 296 84 74
e-mail: marketing@coig2.katowice.pl



Oferujemy:

rok zał. 1874

NITRON

- materiały wybuchowe amonowo-saletrzane
- materiały wybuchowe nitroglicerynowe
- saletrole
- zapalniki elektryczne
- ładunki specjalne
- pobudzacze lontowe PL-40, PL-80
- lonty detonujące pentrytowe skalne o gramaturze 6-80 g/mb
- lont detonujący pentrytowy metalowy 7g/mb

Nowość:

nieelektryczny system inicjowania typu NiTRONNEL
dynamity eko
saletroty

Zapewniamy
wysoką jakość oferowanych środków strzałowych
oraz korzystne warunki dostawy.

Zakład Tworzyw Sztucznych
NITRON SA
42-693 Krupski Młyn
Dział Sprzedaży tel. (032) 39-28-000 w. 330, 331, fax (032) 39-28-110
http://www.nitron.com.pl e-mail: nitron@nitron.com.pl

PRZEDSIĘBIORSTWO
Produkcyjno-Usługowo-Handlowe
40-021 Katowice, ul. Damrota 16
P.P.U.H MIDO® Sp. z o.o.
tel./fax: (032) 757-31-32, (032) 757-31-54, tel. kom. (0606) 92 93 54; e-mail: mido@mido.pl; www.mido.pl

PRODUKCJA

- SIATKI OKŁADZINOWE ZGRZEWANE TYPU MIDO® do każdego profilu obudowy na rozstaw odrzwi do 1,5 m
- SIATKI OKŁADZINOWE ZGRZEWANE TYPU MIDO® - P zalecane do wyrobisk zagrożonych tąpaniami na rozstaw odrzwi do 1,5 m
- SIATKI STALOWE ZGRZEWANE TYPU MIDO® - LK do samodzielnej obudowy kotwowej w rozmiarach dowolnych wg indywidualnych zamówień
- ROZPORY RUROWE TYPU MIDO® dla obudów z kształtownika V25,V29, dla rozstawu odrzwi do 1,5 m oraz V32, V34, V36 dla rozstawu odrzwi do 1,0 m
- OKŁADZINY STALOWE ZACZEPOWE TYPU MIDO®
- KOTWY URABIALNE TYPU KWSz Z WŁÓKIEN SZKLANYCH
- KOTWY STALOWE WKLEJANE TYPU KSM
- ELEMENTY OBUDOWY KOTWOWEJ
- STOPY PODPOROWE TYPU SPT-L I **SPT-C**
- SPOIWO MINERALNE TYPU MDG - K
- ŁADUNKI KLEJOWE TYPU CF - do instalacji kotew w górotworze w podziemnych Wyrobiskach górniczych, spajania spękanych murów w budownictwie itp.

USŁUGI

WULKANIZACJA, WYMIANA, I WYWAŻANIE OPON SAMOCHODOWYCH

HANDEL

CEGŁA BUDOWLANA I WYROBY HUTNICZE
HURT I DETAL OPON SAMOCHODOWYCH

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2004

To będzie już nasze trzynaste spotkanie, tym razem nietypowe. Można powiedzieć, że przygotowania do niego trwają od kilku lat. Wśród kilkudziesięciu wykładów i referatów znajdą się bowiem wystąpienia najmłodszych adeptów sztuki górniczej – tych, którzy jeszcze jako studenci byli uczestnikami naszych spotkań w latach dziewięćdziesiątych i nieco później, a już wkrótce będą decydować o obliczu górnictwa. Podzielą się oni swymi doświadczeniami kilku lat pracy zawodowej. Myślę, że właśnie w górnictwie sprawdza się powiedzenie Beniamina Franklina *„Szkoła doświadczenia kosztuje, ale żadna inna nie potrafi lepiej wykształcić człowieka"*. Wierzę, że dla trudu przygotowania tych często pierwszych wystąpień wiele zrozumienia wykaże starsza kadra i stali bywalcy Szkoły.

Już tradycyjnie wysłuchamy referatów w ramach sesji:

- Nowe techniki i technologie w eksploatacji podziemnej złóż,
- Drogi obniżenia kosztów wydobycia kopalin,
- Zarządzanie bezpieczeństwem pracy w kopalniach,

a także organizowanej od 2003 roku:

- Informatyka w przemyśle wydobywczym.

Każde z naszych spotkań to liczne i ciekawe dyskusje oraz niespodzianki, które przygotowuje Komitet Organizacyjny Szkoły. Ciągle myślimy o nowych przedsięwzięciach. Przygotowania do niektórych z nich wymagają kilku lat pracy, część z nich, mam nadzieję, przedstawimy na kilku najbliższych naszych spotkaniach. Tak będzie i podczas Szkoły trzynastej, w czasie której postaramy się udowodnić, że „trzynastka" może być liczbą atrakcyjną i szczęśliwą.

Być może wrócimy do organizacji sesji poświęconej problemom zabytkowych obiektów górniczych, jakie rodzi proces restrukturyzacji górnictwa. Skłania nas do tego bardzo przychylne przyjęcie, z jakim spotkała się organizowana przed dwoma laty sesja „Zabytkowe obiekty górnicze – ich miejsce w krajobrazie i życiu Śląska", która była forum licznych dyskusji.

Jesteśmy otwarci też na propozycje Uczestników Szkoły. Zapraszamy do dyskusji na naszej nowej stronie internetowej http://www.szkola.min-pan.krakow.pl lub przez zapytanie skierowane na adres: szkola@min-pan.krakow.pl.

Jerzy Kicki

Kraków, luty 2003 r.

ISBN 83-89174-90-1