POLSKA AKADEMIA NAUK

INSTYTUT GOSPODARKI
SUROWCAMI MINERALNYMI I ENERGIĄ

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2002

Sympozja i Konferencje nr 54



Tom II

Kraków 2002

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 2002

Tom II

Szczyrk 18—22 lutego 2002

SYMPOZJA i KONFERENCJE nr 54

Kraków 2002

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

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

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 tekstów
na odpowiedzialność Autorów

ISBN 83-87854-34-4

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

© Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2002
Printed in Poland

Druk z gotowych oryginałów wykonała Drukarnia „PATRIA", Kraków, ul. Żeleńskiego 29
Wydanie I. Nakład 400 egz.

POLISH ACADEMY OF SCIENCES
Minerals and Energy
Economy Research Institute

UNIVERSITY OF MINING AND METALLURGY
Department of Underground Mining

PROCEEDINGS OF THE SCHOOL OF UNDERGROUND MINING 2002

Volume II

Szczyrk 18—22 February 2002

SYMPOZJA i KONFERENCJE no 54
Cracow 2002

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

FOREIGN CORRESPONDENTS
Cas Bruniany (USA), Gennadij Gajko (Ukraina), Andrzej Harasimowicz (Canada),
Krzysztof Pietkiewicz (Sweden), Mietek Rataj (Australia), Richard Sabela (Germany),
Anton Sroka (Germany), Leszek Wojno (RPA)

COMMITTEE ADDRESS
School of Underground Mining
ul. Józefa Wybickiego 7
30-950 Kraków 65, skr. poczt. 49
tel./fax (+48-12) 632 13 24
fax (+48-12) 632 35 24

Proceedings are based on originally texts

ISBN 83-87854-34-4

PUBLISHED BY
Wydawnictwo IGSMiE PAN
31-261 Kraków, ul. Józefa Wybickiego 7
tel. (+48-12) 632 33 00, fax (+48-12) 632 35 24

© School of Underground Mining, Cracow 2002
Printed in Poland

Wszystkim Recenzentom wyrażamy ogromną wdzięczność za wykonanie recenzji referatów i pomoc, jakiej nam udzielili w przygotowaniu ich do druku.

Recenzje artykułów XI Szkoły Eksploatacji Podziemnej wykonali:

prof. dr hab. inż. Bronisław Barchański
prof. dr hab. inż. Czesław Cyrnek
prof. dr hab. inż. Adam Klich
prof. dr hab. inż. Krzysztof Krauze
prof. dr hab. inż. Roman Magda
prof. dr hab. inż. Tadeusz Majcherczyk
prof. dr hab. inż. Stanisław Piechota
prof. dr hab. inż. Edward Popiołek
prof. dr hab. inż. Nikodem Szlązak
prof. dr hab. inż. Antoni Tajduś
prof. dr hab. inż. Kazimierz Twardowski
prof. dr hab. inż. Józef Wacławik
doc. dr hab. Wojciech Suwała
hab. inż. Marian Branny
dr inż. Wacław Andrusikiewicz
dr inż. Paweł Batko
dr inż. Marek Borowski
dr inż. Zbigniew Burtan
dr inż. Andrzej Hebda
dr inż. Ryszard Hejmanowski
dr inż. Jacek Jarosz
dr inż. Zdzisław Kohutek
dr inż. Waldemar Korzeniowski
dr inż. Krzysztof Kotwica
dr inż. Józef Lewicki
dr inż. Dariusz Obracaj
dr inż. Zbigniew Piotrowski
dr inż. Zbigniew Rak
dr inż. Jerzy Stasica

Składamy podziękowania Pracownikom Wydawnictwa IGSMiE PAN za ostateczny kształt Materiałów Szkoły.

Koordynatorem prac redakcyjnych był dr inż. Wacław Andrusikiewicz.

Komitet Organizacyjny
Szkoły Eksploatacji Podziemnej

Spis treści

Sesja II — Obiekty górnicze ich miejsce w krajobrazie i życiu rejonów górniczych

Krystyna BARSZCZEWSKA, Zygmunt SROKOSZ
Skansen Górniczy „GUIDO" — perspektywy i szanse funkcjonowania 751

Mirosław INDYKA, Bogusław OCHAB, Bogdan WŁODARZ
Muzeum olkuskiego górnictwa kruszcowego — perspektywy powstania nowego obiektu muzealnego 763

Jan Gustaw JURKIEWICZ
Główna Kluczowa Sztolnia Dziedziczna — najdłuższa budowla hydrotechniczna w europejskim górnictwie węglowym 773

Marek KANDZIA
Dzień dzisiejszy sztolni „Czarnego Pstrąga" 783

Jerzy KOSMATY
Lisia Sztolnia jako jeden ze świadków rozwoju górnictwa wałbrzyskiego 789

Ewa MACKIEWICZ
Ochrona zabytków techniki oraz propagowanie kultury i tradycji górniczej na przykładzie działalności Stowarzyszenia Zabytkowej Kopalni Ignacy w Rybniku Niewiadomiu 797

Tadeusz MIKOŚ
Idea integracji, zabezpieczania i ochrony zabytkowych kopalń europejskich 807

Andrzej J. WÓJCIK
Miejsce i rola muzeum miejskiego „Sztygarka" w życiu naukowym Zagłębia Dąbrowskiego (zarys dziejów) 821

Sesja III — Zarządzanie bezpieczeństwem w kopalniach

Józef KABIESZ
Profilaktyka przy eksploatacji pokładów w warunkach występowania zagrożeń skojarzonych 833

Zygmunt KAJDASZ, Tadeusz STEFANOWICZ
Akcja ratownicza w donieckiej kopalni im. A. Zasjadzko 849

Eugeniusz KRAUSE
Podstawowe problemy bezpieczeństwa w likwidowanych kopalniach węgla kamiennego z punktu widzenia zagrożeń gazowych 861

Adam KRZYŻOWSKI, Krzysztof POSTAWA, Janusz TOCZKA, Jan ROMANEK
Nowe możliwości systemu GNOM w warunkach KWK „Bielszowice" 871

Janusz MAKÓWKA
Górnik jako zawód podwyższonego ryzyka 881

Władysław MIRONOWICZ, Stanisław WASILEWSKI
Monitorowanie i wizualizacja procesu technologicznego w celu podniesienia wydajności i poprawy bezpieczeństwa pracy 895

Józef PARCHAŃSKI
Ocena ryzyka wypadkowego metodą graficzną 911

Józef PARCHAŃSKI
Zróżnicowanie wypadkowości w kopalniach węgla kamiennego na tle wypadkowości w sekcjach działalności gospodarczej 919

Antoni WOJACZEK
Zintegrowane systemy łączności do prowadzenia akcji ratowniczych w kopalniach 927

Sesja IV — Drogi obniżenia kosztów wydobycia w kopalniach

Jerzy ANTONIAK
Sposoby zmniejszenia energochłonności odstawy urobku i podwyższenia trwałości zespołów oraz elementów przenośników taśmowych 941

Kazimierz DĄBROWA, Jan GERLICH
Eksploatacja z podsadzką hydrauliczną — przykład efektywnego rozwiązania w KWK „Pokój" 959

Jan DRENDA, Józef SUŁKOWSKI
Klimatyzacja sektorowa na froncie oddziału eksploatacyjnego kopalń rudy miedzi szansą bezpiecznego wydobycia 983

Aleksander KOSIOR
Doskonalenie systemów eksploatacji złóż rud miedzi w kopalniach LGOM pod kątem ograniczania zagrożenia tąpaniami i zawałami oraz obniżki kosztów eksploatacji 993

Paweł KRZYSTOLIK
Skojarzona gospodarka energetyczna wykorzystująca metan — szansą obniżenia kosztów wydobycia węgla 1017

Janusz KUBOK
Ekologiczne, ekonomiczne i techniczne aspekty zagospodarowania odpadów energetycznych na przykładzie KWK „Wujek" 1031

Andrzej LISOWSKI
Możliwości i perspektywy usprawnienia systemu prognozowania efektywności i planowania inwestycyjno-produkcyjnej działalności podziemnych kopalń — system SZP 1039

Andrzej MEDER, Henryk WENCEL
Nowa technologia wykonywania powłok ochronnych „DURACHROM" — realne możliwości taniej regeneracji stojaków 1055

Andrzej STRUMIŃSKI
Drogi obniżania kosztów przewietrzania kopalń LGOM 1067

Andrzej SURMA
Natryskowe obudowy powłokowe sposobem poprawy stateczności i obniżenia kosztów utrzymania starych wyrobisk kopalnianych 1079

Nikodem SZLĄZAK, Marek BOROWSKI, Dariusz OBRACAJ
Efektywność chłodzenia powietrza w rejonach eksploatacyjnych w oparciu o centralną klimatyzację 1087

Józef SZUSTER, Stanisław LASEK, Józef CHROBAK, Antoni MIŚKOWIEC
Zmiana sposobu odstawy urobku z kołowego na taśmowy jako przykład efektywnego działania obniżającego koszty wydobycia węgla 1101

Andreas ZAPOTOCKI, Michał STOPYRA, Jerzy STASICA, Zbigniew RAK
Efekty zabezpieczania ociosów węglowych z wykorzystaniem kotwi urabialnych wklejanych ładunkami PUR firmy CARBOTECH-POLONIA 1111

Sesja V — Eksploatacja cienkich pokładów złóż — na drodze do efektywnych rozwiązań

Krzysztof KRAUZE, Ryszard KLEMPKA
Wspomaganie komputerowe wyposażenia technicznego ścian do cienkich pokładów 1133

Krzysztof KRAUZE
Ocena możliwości technicznych efektywnego wybierania cienkich pokładów 1145

Zenon MALINA, Roman CHOJNACKI
Eksploatacja silnie metanowych cienkich pokładów węgla w NSW S.A. KWK „Brzeszcze" — doświadczenia praktyczne 1155

Henryk MUZYKA, Dariusz MRÓZ, Mariusz SZANIAWSKI
Technologia wybierania cienkiego złoża rud miedzi w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" z lokowaniem kamienia w pustkach poeksploatacyjnych w aspekcie ochrony powierzchni przed szkodami górniczymi 1171

Anton SROKA
Wpływ eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego na powierzchnię terenu 1183

Mladen STJEPANOVIĆ, Mirko IVKOVIĆ, Jan LEPICH
Możliwości eksploatacji złoż małych grubości w warunkach jugosławiańskich 1191

Marian TUREK
Analiza ekonomicznej efektywności wybierania cienkich pokładów węgla kamiennego 1203

Marian TUREK
Eksploatacja średnich pokładów węgla kamiennego jako czynnik wzrostu koncentracji wydobycia kopalń w Polsce 1217

Contens

Session II — Mining buildings and infrastructure and their place in the life and landscape of mining regions

Krystyna BARSZCZEWSKA, Zygmunt SROKOSZ
„Guido" Mining Skansen Museum — the perspectives and chances for the future existence 751

Mirosław INDYKA, Bogusław OCHAB, Bogdan WŁODARZ
The museum of olkuszian ore minning 763

Jan Gustaw JURKIEWICZ
Main Hereditary Key Adit — the longest hydraulic engineering building in the European coal mining 773

Marek KANDZIA
Present day of the "Black Trout" adit 783

Jerzy KOSMATY
The Fox adit as one of the witnesses of Wałbrzych mining development 789

Ewa MACKIEWICZ
The Historic "Ignacy" Coalmine Society in Rybnik Niewiadom 797

Tadeusz MIKOŚ
Idea of integration and protection of historical monuments in underground european mines 807

Andrzej J. WÓJCIK
Place and role of "Sztygarka" Municipal Museum in the science life of Dąbrowa basin 821

Session III — Safety management in mines

Józef KABIESZ
Use of preventive measures for combating the associated hazards when mining coal seams . 833

Zygmunt KAJDASZ, Tadeusz STEFANOWICZ
Emergency rescue operation at "A.F. Zasjadko" mine in Donietsk basin 849

Eugeniusz KRAUSE
The basic safety problems issuing from gas hazard in abandoned coal mines 861

Adam KRZYŻOWSKI, Krzysztof POSTAWA, Janusz TOCZKA, Jan ROMANEK
New possibilities offered by the GNOM system in the "Bielszowice" coal mine 871

Janusz MAKÓWKA
Miner as a higher risk profession 881

Władysław MIRONOWICZ, Stanisław WASILEWSKI
Monitoring and visualization of coal production process to improve efficiency and safety in mines 895

Józef PARCHAŃSKI
Assessment of accidents risk — a graphical method 911

Józef PARCHAŃSKI
Differentiality of accidents rate in coal mines on the back ground of other branches of economy 919

Antoni WOJACZEK
Integrated systems of communication for leading rescue actions in mining 927

Session IV — Ways of mining cost reduction

Jerzy ANTONIAK
New technological solutions of belt conveyors energy — saving and with higher durability of elements 941

Kazimierz DĄBROWA, Jan GERLICH
The slushing mining application — an example of effective solution in colliery "Pokój" 959

Jan DRENDA, Józef SUŁKOWSKI
Sectorial air-conditioning in the mine-head of copper mines as a chance of safe exploitation 983

Aleksander KOSIOR
Improvement of the mining methods of copper ore deposits in LGOM mines in order to reduce the bumps and tremors hazard and to lower the mining costs 993

Paweł KRZYSTOLIK
Coal-bed methane in co-generation of energy — chances for reduction for coal mining costs 1017

Janusz KUBOK
Ekologic, ekonomic and technical aspects of elektrical waste regulation (management) 1031

Andrzej LISOWSKI
Prospects and possibilities of improving the effectiveness forecast system and the underground mines investment and production activity planning — the SZP system 1039

Andrzej MEDER, Henryk WENCEL
New technology protective coatings production "DURACHROM" — feasible possibilities of cheap regeneration of hydraulic props 1055

Andrzej STRUMIŃSKI
Methods of reducing the ventilation costs in LGOM mines 1067

Andrzej SURMA
Spray-coated supports — the way to improving stability and reducing the costs of retention the old mine excavation 1079

Nikodem SZLĄZAK, Marek BOROWSKI, Dariusz OBRACAJ
Effectiveness of air cooling in working areas based on central power-cooling system 1087

Józef SZUSTER, Stanisław LASEK, Józef CHROBAK, Antoni MIŚKOWIEC
The substitution of the wheel carriage output delivery transport for belt — carrier — an example of effective working for reduction costs of coal exploitation 1101

Andreas ZAPOTOCKI, Michał STOPYRA, Jerzy STASICA, Zbigniew RAK
Effects of protection of coal sidewalls with utilization of wooden bolts inserted with PUR cartridge made by CARBOTECH-POLONIA 1111

Session V — Exploitation of thin seams and orebodies — on the road to effective solutions

Krzysztof KRAUZE, Ryszard KLEMPKA
Computer aided longwall equipment sizing for thin coal bed mining 1133

Krzysztof KRAUZE
Feasibility study for effective thin coal bed mining 1145

Zenon MALINA, Roman CHOJNACKI
Exploitation of high methane thin coal bed in NSW S.A. KWK "Brzeszcze" — practical experiences 1155

Henryk MUZYKA, Dariusz MRÓZ, Mariusz SZANIAWSKI
Technology of thin copper ore deposit excavation in Polkowice-Sieroszowice Mine with waste rock locating in the after-excavation caverns in the aspect of surface protection against mining damage 1171

Anton SROKA
The influence on the surface of the longwalling of thin hard coal seams 1183

Mladen STJEPANOVIĆ, Mirko IVKOVIĆ, Jan LEPICH
Possibilities of mining thin deposits in Yugoslav conditions 1191

Marian TUREK
Analysis of economic effectiveness of thin seams extraction 1203

Marian TUREK
Extraction of medium thickness hard coal seam as the factor of production concentration increase at mines in Poland 1217

W każdym problemie ukryte są wielkie możliwości, które prowadzą dosłownie do jego minimalizacji. Największe sukcesy osiągali ci, którzy potrafili rozpoznawać problemy i wyciągać z nich korzyści.

Joseph Sugarman

Przed nami Szkoła jedenasta. Jedenaste spotkanie na progu XXI wieku, drugie w nowym tysiącleciu. I chociaż jeszcze nie tak dawno obawialiśmy się końca poprzedniego tysiąclecia i poprzedniego wieku, to nigdy nie wyobrażaliśmy sobie, że tak fatalnie rozpoczniemy nowy rozdział w naszej historii. Świetnie ilustruje ten pogląd fragment jednego ze wspaniałych wierszy Wisławy Szymborskiej opisujący schyłek XX wieku, ale jakże aktualny dzisiaj:

Już zbyt wiele się stało,
co się stać nie miało,
a to co miało nadejść,
nie nadeszło.

Przed nami kolejne materiały Szkoły, a w nich ponad setka wykładów i referatów.
Co oferuje nam dwunasta Szkoła?

1. Sesję plenarną — Górnictwo na progu trzeciego tysiąclecia. Z każdym rokiem odnotowujemy chęć podzielenia się swoimi doświadczeniami, pomysłami i refleksjami z licznym gronem osób odpowiedzialnych za kondycję i przyszłość przemysłu górniczego. Jest to dla nas ogromnie cenne.
2. Olbrzymią liczbę referatów i wystąpień w tradycyjnych naszych sesjach poświęconych zagadnieniom nowych technik i technologii w eksploatacji podziemnej złóż, drogom obniżenia kosztów wydobycia, zarządzaniu bezpieczeństwem pracy w kopalniach.
3. Specjalną sesję poświęconą tematyce eksploatacji złóż cienkich. Sesja spotkała się z dużym zainteresowaniem licznego grona sympatyków Szkoły poza granicami Polski, stając się sesją międzynarodową. O randze i znaczeniu problematyki eksploatacji cienkich pokładów pisałem przed kilkoma laty, bodajże w roku 1995, kiedy to udział zasobów cienkich w grupie zasobów przemysłowych kształtował się na poziomie ponad 30%, a dzisiaj po „rewolucyjnych" porządkach w zasobach pewnie mniej. Trudno nam wyobrazić sobie przyszłość wielu kopalń węgla kamiennego bez wybierania ich zasobów, a co dopiero mają powiedzieć nasi przyjaciele z Ukrainy, którzy praktycznie eksploatują tylko cienkie pokłady.
4. International Mining Forum wzbogacone sesją tematyczną poświęconą wymianie doświadczeń górnictwa polskiego i ukraińskiego na temat restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego.

5. Sesję Zabytkowe obiekty górnicze — ich miejsce w krajobrazie i życiu rejonów górniczych. Zapowiadając Szkołę 2002 nie spodziewałem się tak licznego odzewu i pozytywnej odpowiedzi wielu osób, którym bliska jest tematyka ochrony zabytkowych obiektów techniki, także tych spoza Śląska (stąd zmiana nazwy sesji). Okazało się, że zagrożone są nie tylko obiekty które rodzi restrukturyzacja górnictwa, ale także i te, które już od wielu lat działają jako obiekty muzealne. Niewątpliwie wpływ na taki stan ma sytuacja całej gospodarki, ale to tym bardziej winno nas zmusić do działania.

   Szkole tradycyjnie towarzyszyć będzie wiele interesujących przedsięwzięć, w tym dwie wystawy:

   — 50 lat odmetanowania kopalń na Górnym Śląsku, organizowana wspólnie z Zakładem Odmetanowania Kopalń w Jastrzębiu Zdroju,
   — Zabytki architektury skalnej i podziemnej w fotografii, zorganizowana przez Towarzystwo Ochrony Zabytków Podziemnych „Hades".

Wierzę, że Szkoła 2002 będzie kolejną interesującą wymianą poglądów, pełną wielu ciekawych dyskusji i okazji do utrwalenia starych i nawiązania nowych przyjaźni.

Przewodniczący Komitetu Organizacyjnego
Szkoły Eksploatacji Podziemnej
Jerzy Kicki

Sesja II
Obiekty górnicze ich miejsce w krajobrazie i życiu rejonów górniczych

Session II
Mining buildings and infrastructure and their place in the life and landscape of mining regions

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 751—762

Krystyna BARSZCZEWSKA
Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrzu
Zygmunt SROKOSZ
GSW S.A. KDWK „M-3000"

Skansen Górniczy „GUIDO" — perspektywy i szanse funkcjonowania

Słowa kluczowe

Skansen górniczy – zabytki przemysłu – podziemna trasa turystyczna

Streszczenie

Kopalnia Guido została założona w 1855 r. przez hr Guido Von Donnersmarcka. Eksploatację węgla prowadzono do 1904 r. Później szyb Guido i Eisenbahu pełnił rolą pomocniczą dla kopalni „Delbronck". W 1967 r. na bazie wyrobisk kopalni „Guido" powstała „Kopalnia Doświadczalna Węgla Kamiennego M-300 w której były testowane maszyny i urządzenia górnicze przez CMG „KOMAG", Gliwice.

W 1981 część KDWK „M-300" została oddziałem Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrzu. W 1987 wyrobiska i budynki nadszybia maszyny wyciągowej zostały wpisane do rejestru zabytków przez Wojewódzkiego Konserwatora Zabytków.

Od 1999 r. KDWK „M-300" jest w strukturach Gliwickiej Spółki Węglowej S.A. w Gliwicach. Od 2001 r. w związku z przyznaniem dotacji budżetowej prowadzone są race adaptacyjne w celu przystosowania powierzchni i wyrobisk dołowych do potrzeb ruchu turystycznego.

Prace obejmują: odgruzowanie szybu „Guido", modernizację remont budynku przystosowanie wyrobisk dołowych do eksploatacji muzealnej i działalności kulturalno-rozrywkowej.

Skansen Guido ze względu na zachowane w nim zabytkowe i bardzo zabytkowe obiekty techniki górniczej od 2002 r. może być bardzo dużą atrakcją turystyczną w makroregionie śląska. Ze względu na swoją lokalizację w centrum aglomeracji śląska przewiduje się że rocznie odwiedzi Skansen ponad 100 tys. turystów. Poz. 170 m w całości zabytkowy maszyny z XIX i XX w., poz.320 m technika górnicza współczesna. Po zakończeniu prac Skansen ma szanse być samodzielną firmą utrzymującą się z działalności turystyczno-gastronomiczno-kulturalnej.

1. Rys historyczny kopalni „Guido"

1.1. Powstanie i funkcjonowanie kopalni „Guido"

Kopalnia „Guido" została założona w 1855 r. na terenie pomiędzy ówczesnymi wsiami: Dorota i Makoszowy. Nazwę otrzymała od imienia założyciela hrabiego Guido Henckla Donnersmarcka, właściciela Zabrza oraz licznych zakładów górniczych i hutniczych w okolicy. Drążenie pierwszego szybu Barbara z powodu kurzawki nie ukończono. Drugi szyb Concordia osiągnął w 1859 r. 97 m i w następnym roku został oddany do eksploatacji. W latach 70-tych XIX w. prowadzono już regularne wydobycie parowym wyciągiem zainstalowanym przy szybie Guido (przemianowana Concordia), którym również prowadzono odwadnianie wyrobisk. Obok szybu powstała wtedy maszynownia, pompownia oraz kotłownia. W 1880 r. wydrążono drugi szyb zakładu o nazwie Eisenbahn. Nad nim stanęła też prawdopodobnie wieża basztowa, a w jego sąsiedztwie usytuowano parową maszyną wyciągową w ceglanym budynku, a także administrację i kotłownię.

W 1885 r. wydobyto rekordową w historii kopalni ilość węgla — 313 tys. ton. Z powodu niskiej rentowności Donnersmarck sprzedał kopalnię w 1887 r. Skarbowi Pruskiemu i od tego momentu była własnością państwową, stanowiąc część kopalni Bielszowice. Zakład przyłączono do rządowej kopalni Konigin Luise. Wtedy też przeprowadzono dalsze inwestycje. Pogłębiono szyby Guido, Eisenbahn do 170 m oraz rozbudowano powierzchnię.

W latach 90 XIX wieku po wydrążeniu szybów Reinbaben kopalnię Guido przyłączono do tego zakładu. Wydobycie węgla wyraźnie spadło ze względu na trudne warunki eksploatacyjne oraz węgiel nie nadający się do koksowania (w sąsiedztwie zakładu pracowała koksownia Glückauf). W tym czasie dokonano modernizacji zakładu pogłębiając szyb Eisenbahn do 331 m, a w 1901r. powstała nad nim stalowa wieża wyciągowa. Jednocześnie w sąsiedztwie szybu Guido wydrążono szybik ślepy o tej samej nazwie łączący poziomy 170 i 320. W początku XX w. na południe od kopalni Guido powstały szyby Delbruok wydobywające węgiel koksujący.

W 1904 r. dokonano podziemnego połączenia tych szybów z kopalnią Guido. Odtąd wydobycie w zasadzie odbywało się nowymi szybami, natomiast szyb Guido stanowił główny zespół odwadniający dla tego rejonu. Szyb Eisenbahn spełniał rolę zjazdową i transportową. Obok niego rozbudowano kompleks socjalny. Po I wojnie światowej kopalnia Guido wraz z szybami Delbruok pozostała po stronie niemieckiej. W latach 20 została przejęta przez państwowy koncern Preussag. W tym czasie przeprowadzono modernizację obiektów pomocniczych i socjalnych w rejonie Guido (kotłownia, łaźnia, administracja). W latach 1927—1931 zmodernizowano zespół szybu Eisenbahn (nowe nadszybie, nowa elektryczna maszyna wyciągowa w przebudowanej maszynowni). Nadal pełnił on sporadycznie funkcje zjazdowe. Natomiast szyb Guido całkowicie unieruchomiono. Główny rejon wydobywczy ostatecznie przeniesiono na rejon Delbruck

1.2. Opis kopalni

Kopalnia Guido w istniejącym stanie zachowania stanowi pozostałość zakładu górniczego z utrzymanymi obiektami podziemnymi i powierzchniowymi. Ostatnie elementy tworzą nie-

wielką grupę w środkowo wschodnim rejonie dawnego obszaru. W pozostałej części budynki i budowle kopalni uległy rozbiórce. W obrębie zachowanej strefy znajduje się szyb „Kolejowy" z nadszybiem i wieżą szybową oraz maszynownia umiejscowiona po jego południowej stronie.

Budynki dawnej kopalni wykonane zostały w konstrukcji murowanej, ceramicznej oraz sylikatowej (częściowo maszynownia) jak również szkieletowej stalowej z wypełnieniem cegłą sylikatową (nadszybie). Tynkowane elewacje posiada biurowiec (obecnie obiekt mieszkalny nie wchodzący w obszar kopalni, dawny obiekt mieszkalny urzędników). Zespół tworzy w większości zabudowa dwukondygnacyjna zróżnicowana pod względem wysokości.

Prostą bryłę charakteryzującą się spłaszczonym kształtem zamknięcia posiada nadszybie. Przez dach tego budynku przenika wysoka na około 30 m, stalowa wieża wyciągowa szybu „Kolejowy", wzmocniona pojedynczym zastrzałem. Maszynownia w wyniku rozbudowy uzyskała złożoną trójsegmentową bryłę.

Zespół budowlany w układzie maszynowni i nadszybia zachował rozwiązania wprowadzone w okresie międzywojennym. Zawiera także wyposażenie z lat dwudziestych XX w., zabezpieczające dostęp i funkcjonowanie do części podziemnej stanowiącej zasadniczy jego fragment.

Podziemną strukturę kopalni tworzą: szyb „Kolejowy", łączący z powierzchnią poziomy 170 m i 320 m, fragmenty wyrobisk wykonanych w XIX i XX w. na poziomach 170 m i 320 m, pionowy szybik Guido zgłębiony w celu połączenia poziomów 170 m i 320 m. Wyrobiska dawnej kopalni Guido wydrążono w kamieniu z częściowym wzmocnieniem obudowami murowanymi bądź stalowymi. W układzie wyrobisk pozostają podszybia szybów, komory, przekopy, chodniki, upadowe oraz niektóre elementy wyposażenia.

1.3. Charakterystyka obiektów powierzchniowych

a) budynek nadszybia szybu Kolejowy wraz z wieżą wyciągową

Budynek usytuowany w środkowo wschodniej części dawnego zespołu w kompleksie głównych obiektów technologicznych. Zbudowany bezpośrednio po północnej stronie maszynowni z nieznacznym odchyleniem na zachód. Od strony południowo zachodniej do nadszybia dobudowano kryty pomost łączący się z budynkiem łaźni. Przez dach budynku przenika wieża szybowa.

Ściany budynku są konstrukcji szkieletowej z wypełnieniem cegłą sylikatową — nie tynkowane, dach wykonany w postaci żelbetowych płyt stropodachowych ułożonych na stalowej konstrukcji wsporczej, pokryty papą. Posadzki cementowe, a schody wewnętrzne stalowe, zabiegowe łączące dwa poziomy nadszybowe nad zrębem.

b) wieża wyciągowa szybu Kolejowy

To konstrukcja: stalowa, nitowana kratownica, jednozastrzałowa. W trzonie prowadniczym rygle i kratowania w czterech płaszczyznach pomiędzy narożnymi słupami oraz założone pomosty i poziomy. W głowicy wieży para kół linowych na wysokości ponad poziomem zrębowym 26 m, w układzie obok siebie, szprychowe staliwne, skręcane i spawane. Odległość wzajemnego rozstawu kół 2 × 750 mm, średnica kół ϕ5000 mm. Belki odbojowe na wysokości ponad poziomem zrębowym 21,49 m, podchwyty samoczynne na wysokości poziomem zrębowym 19,36 m oraz trzy wewnętrzne w obrębie naczyniowym.

Zastrzał wieży o konstrukcji kratowej z rozporami na trzech poziomach, zabudowany od strony południowej z nieznacznym odchyleniem na zachód. Stopy zastrzału na fundamentach

betonowych. Schody zewnętrzne o konstrukcji stalowej wokół trzonu z czterema pomostami pośrednimi. W osi zastrzału do poziomu głowicy doprowadzona dodatkowa stalowa drabina.

c) budynek maszyny wyciągowej szybu Kolejowy

Budynek usytuowany w środkowo wschodniej części dawnego zespołu w kompleksie głównych obiektów technologicznych. Zbudowany bezpośrednio po południowej stronie szybu „Kolejowy" z nieznacznym przesunięciem na zachód. Od strony południowej przylega do dawnego budynku mieszkalnego urzędników a od zachodniej do rozdzielni połączonej z budynkiem łaźni.

Ściany budynku to: konstrukcja murowana z cegły ceramicznej pełnej (część zachodnia) oraz sylikatowej (część wschodnia i północna, wraz z nadbudówką), nie tynkowanej. Stropy betonowe na belkach stalowych w podpiwniczeniu części zachodniej.

Dach o konstrukcji drewnianej krokwiowej — płatwiowy z deskowaniem pełnym (część południowo zachodniej oraz stropodach żelbetowy z płyt na stalowych wiązarach i belkach (część wschodnia i północna wraz z nadbudówką), pokryty papą. Posadzki ceramiczne z płytek terakota.

d) maszynownia szybu Kolejowy (dawniej Eisenbahn)

Wnętrze podzielone na dwa pomieszczenia z halą maszynowni (część zachodnia), położoną wyżej. W części wschodniej na poziomie zbliżonym do podpiwniczenia maszynowni pomieszczenie przetwornic.

Wyposażenie stanowią: w maszynowni czynny wyciąg elektryczny z 1927 r. produkcji AEG Berlin Allgemeine Elektricitats Gesellschaft (układy elektryczne) oraz Preussische Bergwerks und Hütten Akt. Ges. Hüttenwerke Gleiwitz Malapana (układy mechaniczne) z silnikiem pojedynczym leżącym działania bezpośredniego No 336011 typu LGH LOLOO 600 V, 1040 A, 47,8 obr/min, 765 PS oraz bębnowym nośnikiem liny, podwójnym o średnicy ϕ5500 mm, szerokości 2 × 1410 mm. W pomieszczeniu przetwornic zespół urządzeń produkcji AEG pracujących w układzie Leonarda w systemie zasilania maszyny wyciągowej. W uzupełnieniu osprzęt i aparatura kontrolno pomiarowa. Całość funkcjonuje zgodnie z przeznaczeniem.

Instalacje: elektryczna, c.o., teletechniczna, sygnalizacji szybowej.

1.4. Charakterystyka wyrobisk górniczych

a) zespół wyrobisk dawnej kopalni „Guido":

Spośród liczących 2010 m wyrobisk górniczych i komór o kubaturze około 10 000 m^3 ochroną konserwatorską i muzealną objęte zostały te, które stanowią unikatowy rezerwat XIX wiecznego zakładu górniczego.

Szybik Guido — zgłębiony w połączeniu poziomów 170 m i 320 m z nieznacznym przesunięciem od osi zasypanego szybu „Guido". Posiada przekrój beczkowy o wymiarach w świetle 3,45m × 2,50m oraz obudowę murowaną.

Szyb Kolejkowy — wdechowy, którym dawniej prowadzono wydobycie urobku, kamienia, a obecnie służy do przewozu osób oraz materiałów. Jest to szyb jednoprzedziałowy, o głębokości całkowitej 342,5 m (rząpie 22,5 m), o przekroju kołowym, średnicy ϕ4,0 m, w obudowie murowanej o grubości 0,5 m z cegły. Uzbrojenie szybu na całej głębokości ze stali profilowej — belkami z ceownika 240 mm zabudowanymi odpowiednio co 7,5 m, a także 6,0 m i 5,0 m. Do belek zamocowane dwie pary prowadników z drewna sosnowego o przekroju poprzecznym

150 mm × 150 mm. Na całej głębokości szybu przedział drabinowy z pomostami stalowymi co 7,5 m i 5,0 m, z przepierzeniem stalowym. W szybie rurociągi sprężonego powietrza, przeciwpożarowy. Urządzenia dwunaczyniowe z klatkami trójpiętrowymi. Szyb udostępniał poziomy 168,420 m (170 m) oraz 314,130 m (320 m).

b) zespół wyrobisk poziomych na poziomie 170 m, łączących szyb Kołejowy z szybikiem Guido, o strukturze kamiennej.

Wyrobiska obejmują:

— podszybie szybu „Kolejowy" wykonane w latach 1860—1870, o dł. 10 m, szer. 2,5—3 m, wys. 3 m, w obudowie murowanej,
— część obejścia wokół szybu „Kolejowy" w obudowie murowanej, z fragmentami toru kolejki konnej,
— stajnię nr 1 przy szybie „Kolejowy" z zachowanymi stanowiskami dla dwóch koni,
— stajnię nr 2 o dł. 10 m, szer. 7 m, wys. 2,7 m w obudowie murowanej z cegły (ociosy boczne) i kamienia (ocios czołowy), dla 12 koni, z zachowanymi stanowiskami. Strop wzmocniony stalowymi belkami i żelbetem,
— stajnię nr 3 o dł. 18 m, szer. 7 m, wys. 2,6 m w obudowie murowanej z cegły i kamienia, dla 16 koni, z zachowanymi stanowiskami. Strop wzmocniony stalowymi belkami i żelbetem,
— przekop główny w połączeniu szybów „Kolejowy" i „Guido", zakończony tamą; o długości 162 m, szer. 2,5—3 m, wys. 2,5—3 m w obudowie oraz fragmentami niezabudowanymi ilustrującymi zjawiska tektoniczne i geologiczne,
— chodnik i komory na podszybiu szybu „Guido" („A" o dł. 20 m, szer. 7,2 m, wys. ok. 6 m, z obudową murowaną i sklepieniem odcinkowym oraz „B" o dł. 27,5 m, szer. 5,5 m, wys. około 4,5 m z obudową i sklepieniem jw.),
— komorę na nadszybiu szybika „Guido" o dł. 10 m, szer. 3,8 m, wys. 2,7 m w obudowie murowanej wraz z chodnikami i częścią należącą do nadszybia,
— szybik „Guido" z lat 1865—1870 w połączeniu poziomów 170 m i 320 m, w obudowie murowanej, o przekroju beczkowym o wymiarach w świetle 3,45 mx 2,50 m, z przedziałem drabinowym założonym współcześnie.

c) zespół wyrobisk poziomych na poziomie 320 m drążonych w kamieniu z udostępnieniem pokładu 620, w obudowie murowej, stalowej, a także częściowo bez obudowy.

Wyrobiska obejmują:

— podszybie szybu „Kolejowy",
— przekop dojściowy z tylnej strony podszybia „Kolejowy" do komory zasobnika węgla,
— komora zasobnika węgla o dł. 80 m, szer. około 6 m, wys. około 6 m w obudowie kombinowanej z murami oporowymi i elementami stalowymi. W komorze zainstalowany zasobnik węgla,
— przekop z komory zasobnika węgla do upadowej kamiennej,
— upadowa kamienna o dł. 46 m, o nachyleniu 18° (koty wysokościowe –62,7, –76,07 m), w obudowie stalowej,
— chodnik poziomy od upadowej kamienne do upadowej granicznej, o dł. 115 m, szer. 3 m w obudowie stalowej. Wyrobiska w znacznej części znajduje się pomiędzy starymi zrobami. Poziom spągu zróżnicowany (od –76 m do –71 m). W prawym ociosie wnęka

(zabierka) o dł. 10 m szer. 10 m i wys. 1,7 m w obudowie stalowo członowej ze stojakami typu Gerlach,
— chodnik podścianowy w obudowie stalowej ŁP, ze wzniosem od –72 m do –78,7 m,
— upadowa transportowa o dł. 85 m, szer. 4,0 m, wys. 3,5 m, z przenośnikiem taśmowym po wzniosie od –78,7 m do –64,0 m,
— komorę starego wywrotu o dł. 12 m, szer. 5 m, wys. 5m,
— odcinek od komory wywrotu do chodnika podścianowego o dł. 45 m, w obudowie stalowej, o nachyleniu od –64 m do –58 m,
— chodnik podścianowy o dł. około 40 m,
— wyrobiska o dł. 45 m, szer. 6 m, wys. 1,6 m o nachyleniu od –58,8 m do –55,7 m,
— przekop wentylacyjny o dł. 410 m, szer. 4 m, wys. 3 m w obudowie stalowej. Wzdłuż przekopu komary: rozdzielni 6 kV, szkoleniowa, kruszenia o dł. 47 m, szer. 5 m, wys. 3,5 m oraz wykonane w kamieniu; o dł. 10 m, szer. 10 m, wys. 6 m i dł. 8 m, szer. 6 m, wys. 3 m,
— komorę (chodnik) o dł. 25 m, szer. 3m, wys. 2,8 m w obudowie stalowej,
— komorę o dł.25 m, szer. 5 m, wys. 2,8 m (wykonana techniką nadsiębwłomu),
— przekop główny o dł. 250 m zamknięty staliwną tamą wodną,
— przekop główny od tamy do szybu „Kolejowy" o łącznej dł. około 520 m,
— zespół komór sprężarek tj. główną komorę o dł. 30 m, szer. 8 m, wys. 6 m w obudowie murowanej, główną komorę odwadniającą o dł. 25 m, szer. 6 m, wys. 5 m, w obudowie murowanej, główną komorę stajenną o dł. 24 m, szer. 7 m, wys. 6 m. W komorze głównej sprężarka z 1914 r, zbudowana w Donnersmarckhütte w Zabrzu, tłokowa o wydajności 3000m^3/h przy kompensacji 7 atm., z napędem elektrycznym o napięciu 6000 V (stojan) i 520 V (wirnik),
— podszybie szybiku „Guido" (łączy poziomy 170 m i 320 m, zgłębiony z nieznacznym przesunięciem od osi szybu „Guido"),
— komorę z wejściem do lunety łączącej ją z szybikiem Guido.

2. Stan aktualny kopalni „Guido"

2.1. Wprowadzenie

Po II wojnie światowej kopalnie „Guido" przyłączono jako nieczynny rejon do kopalni „Makoszowy". W 1967 roku została utworzona Kopalnia Doświadczalna Węgla Kamiennego „M-300" w Zabrzu. Kopalnia ta utworzona została na bazie kopalni „Guido", która od roku 1945 znajdowała się w nieczynnym rejonie KWK Makoszowy". Dla Kopalni Doświadczalnej Węgla Kamiennego „M-300" utworzono obszar górniczy „Kończyce" w Zabrzu o powierzchni 0,587 km^2. KDWK „M-300" powstała dla prowadzenia robót górniczych i wydobywania węgla kamiennego w ramach prac badawczych nad nowymi konstrukcjami maszyn i urządzeń górniczych wdrażanych przez Zakład Konstrukcyjno-Mechaniczne KOMAG w Gliwicach.

W ramach likwidacji zbędnych i nie wykorzystanych wyrobisk górniczych, w latach 1979/1980 zasypany został szyb „Guido" tej kopalni. W roku 1982 w nieczynnych wyrobiskach KDWK „M-300", urządzono Skansen Podziemny „Guido", jako oddział terenowy Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrzu. Na poziomie 170 przystąpiono do prac konserwatorskich oraz

renowacyjnych wyrobisk, między szybem „Kolejowym" oraz szybikiem „Guido", w tym zwłaszcza wyrobisk komorowych z XIX w, wykonanych w obudowie sklepionej z cegły. W 1990 roku cały obiekt przekazano do zwiedzania turystom, ale już w roku 1987 został on wpisany do rejestru zabytków województwa katowickiego (nr 1342/87 z dnia 24.04.1987 r.).

Działalność muzealna Skansenu Podziemnego „Guido" została szybko przerwana ze względu na na restrukturyzację górnictwa węglowego, (w tym zwłaszcza KWK „Makoszowy" i ZKM KOMAG) i kopalnia zaczęła chylić się ku upadkowi. W dniu 30.VI.1995 r. zostało zakończone wydobycie węgla w KDWK „M-300". Dnia 26.06.1996 r. na podstawie decyzji Ministra Przemysłu i Handlu KDWK „M-300" została postawiona w stan częściowej likwidacji, ale ze względu na ograniczone środki finansowe i brak zgody Generalnego Konserwatora Zabytków likwidacją objęto tylko niektóre, niezabytkowe obiekty w kopalni i na powierzchni. Z dniem 27.08.1996 r. Minister Ochrony Środowiska, Zasobów Naturalnych i Leśnych znosi obszar górniczy „Kończyce",. Na podstawie uchwały Zarząd Gliwickiej Spółki Węglowej S.A. z dnia 09.11.1999 r. powstaje z dniem 15.11.1999 r. Kopalnia Doświadczalna Węgla Kamiennego „M-300 w likwidacji", oparta na majątku Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG w Gliwicach i części majątku KWK „Makoszowy", celem jej ostatecznej fizycznej likwidacji. Generalny Konserwator Zabytków decyzją z dnia 25.10.2000 r. odmawia skreślenia zabytkowych obiektów i wyrobisk KDWK „M-300 w likwidacji z listy zabytków, co uniemożliwia ich fizyczną likwidację planowaną na rok 2000 r. Na podstawie porozumienia zawartego dnia 01.02.2001 r. pomiędzy Gliwicką Spółką Węglową S.A. w Gliwicach, a Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG w Gliwicach oraz uchwały Zarządu Gliwickiej Spółki Węglowej S.A., KDWK „M-300w likwidacji" pozostaje w strukturach Gliwickiej Spółki Węglowej S.A. w Gliwicach.

W związku z uwzględnieniem w ustawie budżetowej na 2001r., kwoty 10 mln złotych dla Gliwickiej Spółki Węglowej S.A.z przeznaczeniem dla Skansenu Górniczego KDWK „M-300", opracowany został „program Adaptacji KDWK „M-300- w likwidacji" dla ruchu turystycznego skansenu GUIDO w Zabrzu na lata 2001—2002.

Programem został zaakceptowany przez Ministra Gospodarki w dniu 21.03.2001 r.

Zakłada on:

— uniezależnienie wentylacyjne Skansenu Podziemnego „GUIDO" oraz stworzenie krótkiej drogi ewakuacyjnej przez odtworzenie szybu „GUIDO" (od powierzchni do poziomu 170 m) oraz adaptacją szybika „GUIDO" (od poziomu 170 m do poziomu 320 m). Obecna wentylacja kopalni „M-300 w likwidacji" oraz droga ewakuacyjna z kopalni oparte są na przekopie głównym poz. 300 wytycznej wschodniej w pokładzie 620 (poz. 320), stanowiącej własność KWK „Makoszowy", która wykazuje zły stan techniczny na długości około 2 km i do ruchu turystycznego nie może być dopuszczona.;
— zabezpieczenie wyrobisk na poziomie 320, gdzie na połowie odcinka trasy turystycznej (ok. 1000 m) wymagana jest naprawa obudowy, a na około 100 m wymiana obudowy;
— adaptację obiektów powierzchniowych i podziemnych kopalni dla komfortowej obsługi ruchu turystycznego;
— adaptacja podziemnych wyrobisk górniczych kopalni na pomieszczenia muzealne i wyposażenie ich w eksponaty muzealne celem przedstawienia rozwoju techniki górniczej w kopalni węgla kamiennego;

— przywrócenie kopalni „M-300 jako Skansenu Podziemnego „Guido" do ruchu turystycznego z dnia 1 października 2002 r.

2.2. Prace adaptacyjne kopalni

Do końca 2001 r. zostały wykonane następujące prace adaptacyjne w KDWK „M-300 w likwidacji":

a) szyb „Guido" — zostanie wybrany zasyp w szybie i wykonana nowa obudowa szybu od zrębu do poziomu 170 m wraz z wlotem na poz. 170 m,

b) szybik „Guido" — będą wykonane wloty do szybika na poz.170 m i na poz. 320 m,

c) budynek łaźni — zakończy się remont z pracami adaptacyjnymi budynku dla potrzeb turystycznych i administracyjnych kopalni,

d) dla szybu i szybika „Guido" na teren KDWK „M-300 w likwidacji są dostarczone maszyny wyciągowe wraz z osprzętem.

2.3. Muzeum Górnictwa Węglowego

Zarządzeniem nr 3 Ministra Górnictwa z dnia 23.01.1981 r. zostało utworzone Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrzu. Zgodnie ze statutem Muzeum „Skansen podziemny przy Kopalni Doświadczalnej Węgla Kamiennego „M-300"został oddziałem Muzeum.

Decyzją Wojewódzkiego Konserwatora Zabytków w Katowicach z dnia 26.02.1987 r. zabudowania i wyrobiska dawnej kopalni „Guido" w Zabrzu zostały pisane do rejestru zabytków. Do rejestru zabytków województwa katowickiego zostały wpisane zabudowania nadszybia z wieżą szybowa, budynek maszyny wyciągowej wraz z maszyną wyciągową, zespół wyrobisk na poz. 170 i 320 m. Jako uzasadnienie wpisu do rejestru zabytków podano że Kopalnia Doświadczalna M-300 dawna „Guido" od XIX w pełniąca funkcje wydobywcze i odwadniające stanowi reprezentatywny zespół zachowanych wyrobisk górniczych wraz z wyposażeniem oraz budowli i urządzeń wyciągowych (budynek nadszybia, wieży maszynowni z maszyną z drugiej połowy XIX i początków XX w. Jest ona przykładem rozwoju techniki górniczej w skali kraju godnym zachowania oraz stanowi obiekt o wielkiej wartości dla historii górnictwa węglowego regionu górnośląskiego.

2.4. Charakterystyka zabytków

a) budynek nadszybia szybu „Kolejowy" z 1880 roku, usytuowany w północnej części zakładu, założony na rzucie kwadratu jednokondygnacyjny, kryty dachem płaskim, ściany nośne budynku o konstrukcji stalowej, wypełnione cegłą, w elewacji południowej brama stalowa, a wschodniej drzwi wejściowe. Elewacja o dwu rzędach prostokątnych otworów okiennych z wielopolowymi oknami w ślusarce stalowej. Wewnątrz budynku szyb wraz z wejściem do przedziału drabinowego, urządzenia ogrzewające magazyn szybowy, trzypiętrowa klatka schodowa, poczekalnia dla zjeżdżających, oraz rurociągi sprężonego powietrza i wodne, wskaźniki oraz przyszybowy warsztat. Nad budynkiem nadszybia integralnie z nią związana wieża nadszybia o konstrukcji stalowej, nitowana z kratownicami zastrzałami od południa.

b) budynek maszynowni szybu „Kolejowy" z 1880 roku, przekształcony i rozbudowany w 1927 r. usytuowany na południe od nadszybia. Budynek na rzucie prostokąta jednokondygnacyjny, kryty dachem dwuspadowym. Do elewacji zachodniej dostawiona jednokondygnacyjna dobudówka z przetwornicą z 1927 roku. Część nowsza północna murowana z białej cegły. Dach płaski kryty papą, we wnętrzu elektryczna maszyna wyciągowa z 1927 roku, zasilana prądem stałym z prądnicy w układzie Leonarda.

c) zespół wyrobisk podziemnych na poziomach 170 i 312 m powstałych w II połowie XIX w. i I połowa XX wieku:

— podszybie szybu „Kolejowego" o wymiarach 25 × 3 × 3 m w obudowie murowej i usytuowanymi w stropie szynami stalowymi,
— objazd wozów wokół szybu „Kolejowy" w obudowie murowej z zachowanymi na spągu fragmentami toru kolejki konnej,
— stajnia nr 1 przy szybie „Kolejowym" z zachowanymi stanowiskami dla dwu koni (żłoby),
— stajnia nr 2 przeznaczona dla 12 koni o wymiarach 10 × 7 × 2,7m obudowa ścian bocznych z cegły, a tylnej z kamienna Strop podtrzymuje belki z szyn kolejowych i wykładzina żelbetonowa wewnątrz zachowane stanowisko dla koni,
— stajnia nr 3 przeznaczona dla 16 koni o wymiarach 18 × 7 × 2,6m obudowa ścian wykonana częściowo z cegły, a częściowo z kamienia. Strop z belek — szyn kolejowych z wykładziną żelbetonową Zachowane stanowiska dla koni,
— przekop od podszybia szybu „Kolejowy" do trasy koło szybu „Guido" o długości 162 m częściowo obudowany.Fragment bez obudowy ilustruje ciekawe zjawiska geologiczne i tektoniczne,
— zespół komór na podszybiu szybu „Guido",
— komora A i komora B, komora na nadszybiu szybika „Guido" oraz wyrobiska chodnika w obudowie murowej ,
— szybik „Guido" łączący poziom 170 m z poziomem 312 m z lat 1865—70 w obudowie murowej.

d) zespół wyrobisk na poziomie 312 m:

— odcinek przekopu i komora zbiornika retencyjnego węgla wraz ze zbiornikiem i jego osprzętem,
— wyrobiska chodnikowe i komorowe od komory zbiornika do przekopu wentylacyjnego,
— przekop wentylacyjny wraz z komorami towarzyszącymi,
— przekop główny wraz ze staliwna tamą wodną pochodzącą z okresu międzywojennego.

3. Perspektywy i szanse funkcjonowania Skansenu Górnictwa Podziemnego „Guido"

3.1. Opis tras turystycznych

Poziom 170 m, XIX-wieczny

Z podszybia kopalni trasa prowadzi w głąb podziemi poprzez wykuty w litej skale przekop. W klimat kopalni sprzed przeszło stu lat wprowadzają bardzo dobrze zachowane pomieszczenia stajni dla koni z oryginalnym wyposażeniem. Kopalnie korytarze doprowadzają nas do wielkich, murowanych komór gdzie zapozna się możemy z problematyka odwadniania wyrobisk.

Istniejący tu szyb „Guido" był centralnym punktem odwadniania trzech kopalń tj. obecnej KWK „Bielszowice", KWK „Makoszowy" i KDWK „Guido". Stąd ekspozycja sprzętów odwadniających, między innymi pomp szwajcarskiej firmy Sulzer. Ciekawie przedstawia się również budowa geologiczna. Warstwy skalne serii węglowej wykazują ślady tektoniki i rekrystalizacji.

Poziom 320 m

Jest przykładem typowej kopalni XIX i XX- wiecznej. Obejmuje około 2010 m wyrobisk chodnikowych, w których turyści mogą oglądać podziemną kolej, tamy wentylacyjne, taśmociągi, kombajny, wrębiarki i inne maszyny górnicze oraz zapoznać się mogą ze sposobem eksploatacji. W komorach na tym poziomie zapoznać się można również z górniczymi urządzeniami prezentującymi głównie myśl techniczną naszego stulecia, które umożliwiły rozwój górnictwa jak: pompy sprężarki i inne. Do najciekawszych eksponatów w kopalni należy sprężarka z 1914 r. wyprodukowana w zabrzańskiej Donnersmarckhűte.

3.2. Szanse funkcjonowania skansenu „Guido"

Skansen „Guido" ze względu na zachowane w nim zabytkowe i wartościowe obiekty techniki górniczej od 2002 r. ma szansę zostać dużą atrakcją turystyczną w rejonie śląskim. Ze względu na swoje położenie w centrum aglomeracji śląskiej związanej historycznie z kopalnią węgla kamiennego, przewiduje się że rocznie odwiedzi skansen około 120 000 turystów. Skansen Górniczy „Guido" będzie czynny dla ruchu turystycznego od godziny 9^{00} do 18^{00}. Dla turystów udostępniony zostanie zabytkowy poziom 170 m z maszynami i narzędziami górniczymi z XIX i XX w. Natomiast na poz. 320 m będzie eksponowana technika górnicza z XX w. Zakładamy że obok turystów w komorach adoptowanych dla potrzeb rozrywkowych, gastronomicznych na poz. 320 m będzie można przyjąć dodatkowych gości chcących zasmakować tradycyjnej kuchni śląskiej.

4. Podsumowanie

Po zakończeniu zaplanowanych prac adaptacyjnych Skansen Górnictwa Podziemnego „Guido" ma szansę być samodzielną firmą utrzymującą się z działalności turystyczno-gastronomiczno-kulturalnej.

„Guido" Mining Skansen Museum — the perspectives and chances for the future existence

Abstract

The foundation of 'Guido' coal-mine, by count Guido von Donnersmark, dates on 1855. The underground mining was led in 'Guido' till 1904. Later on, the shafts 'Guido' and 'Eisenbahn' fulfilled the subsidiary function for the 'Delbrouck' coal mine.

In 1967, basing on the 'Guido' excavations, the Experimental Coal-Mine M-300 came into existence. In M-300 coal mine mining machinery was tested by CMG 'KOMAG' Gliwice.

In 1981, the part of the Experimental Coal Mine M-300 became the part of the Coal Mining Museum in Zabrze. In 1987 the M-300 excavations and shaft top buildings of mine hoist were registered as the monuments by the Provincial Conservator of Monuments.

In 1999 the Experimental Coal Mine M-300 became the part of Gliwicka Spółka Węglowa S.A. in Gliwice. Since the year 2001, owing to the received budget grant, the works have been led in M-300 aiming at adaptation of the old coal mine shaft top buildings and excavations to become tourist attraction.

Taking into account that the fact that to the skansen museum 'Guido' belong very worthy monuments of mining machinery and buildings, the mentioned museum can become the great tourist attraction in the Silesia region. We can suppose that the museum 'Guido' will be visited by 100 000 tourists a year what allows 'Guido' to become self-existing, financially independent firm.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 763—772

Mirosław INDYKA
Bogusław OCHAB
Bogdan WŁODARZ
Zakłady Górniczo-Hutnicze „Bolesław", Bukowno

Muzeum olkuskiego górnictwa kruszcowego — perspektywy powstania nowego obiektu muzealnego

Słowa kluczowe

Likwidacja kopalń – trasy wycieczkowe – obiekty zabytkowe

Streszczenie

Na bazie możliwych do wykorzystania wyrobisk podziemnych likwidowanej kopalni OLKUSZ, zaproponowano przebieg trasy wycieczkowej z wyszczególnieniem obiektów przeznaczonych do zwiedzania, oraz ich wyposażenie.

Planowane trzy trasy wycieczkowe na powierzchni, nierozerwalnie związane z historycznym kopalnictwem nawiązują do zachowanych w terenie śladów w postaci sztolni i szybików.

1. Rys historyczny

Najstarsze udokumentowane górnictwo kruszców srebra i ołowiu w rejonie Olkusza przypada na przełom XIII i XIV wieku i wiązane jest ze Starym Olkuszem.

Po zachodniej stronie obecnego Starego Olkusza, a na północ od ruin Św. Jana występują wychodnie dolomitów kruszconośnych.

Powierzchnia terenu na tym obszarze znajduje się w przedziale między rzędnymi +330 m do +350 m npm, a pierwotny poziom zwierciadła wód podziemnych utrzymywał się między rzędnymi +315 m do +325 m npm.

Kopalnie kruszców były płytkie i osiągały głębokość 20—30 m, co uwarunkowane było utrzymywaniem się poziomu zwierciadła wody. Robotami górniczymi objęte zostały również inne obszary obecnego miasta Olkusza, gdzie istniały podobnie korzystne warunki dla eksploatacji kruszców srebra i ołowiu.

Górnictwo przełomu XIII i XIV wieku oparte było na udostępnianiu złoża szybami o przekroju na ogół 0,75 × 1,5 m oraz na chodnikach czy komorach wykonywanych w promieniu 2—4 m od osi szybu i stopniowym obniżaniu dna szybu do poziomu zwierciadła wody. Po wyeksploatowaniu rabowano obudowę szybu i obok wykonywano nowy szyb wykorzystując do

jego obudowy drewno wyrabowane z poprzedniego szybika. Opuszczonego szybika na ogół nie zasypywano. Ulegał on stopniowemu podsadzeniu przez samo zawalenie lub zaczopowaniu i zarośnięciu.

W XIV i XV wieku, po wprowadzeniu ordynacji górniczej i postępowych rozwiązań w zakresie techniki przewietrzania wyrobisk kopalnianych, nadanie górnicze ustanawiane było najpierw dla obszaru o powierzchni 24 × 24 m (12 × 12 łatrów), a z czasem powiększono je do 24 × 48 m (12 × 24 łatrów).W obrębie takiego nadania wykonywano szyb główny oraz od 1 do 3 szybów pomocniczych.

Po wybraniu złoża, kopalnię porzucano i budowano nową na innym nadaniu, wykorzystując wyrabowane drewno z poprzedniej kopalni do wykonania obudowy wyrobisk. Taki system eksploatacji utrzymywał się powszechnie aż do połowy XVI wieku, po czym został zastąpiony i niemal całkowicie wyparty przez system kopalń sztolniowych, wykorzystujących grawitacyjne odprowadzenie wody z zawodnionych partii złoża. Pozwoliło to miejscami na zejście z eksploatacją kruszców, o około 30 m głębiej niż poprzednio i w wielu miejscach spowodowało powrót górnictwa na obszary wcześniej wybrane do pierwotnego poziomu zwierciadła wody.

Dla odwodnienia pól górniczych w sąsiedztwie miasta Olkusza wydrążono dwie sztolnie z licznymi sztolwantami tj:

— sztolnię Ponikowską długości około 4000—4200 m (+1500 m sztolwantów), której budowę usankcjonowano w 1563 roku rozpoczynając jej część podziemną na poziomie około +308 m. W roku 1588 odprowadzała 60 m^3/min wód podziemnych osuszając górotwór do głębokości 40—50 m;
— sztolnię Pilecką długości około 4500 m (+około 1500 m sztolwantów) z wylotem na rzędnej około +315 m npm odprowadzającą 10—20 m^3/min wód podziemnych oraz osuszającą górotwór do głębokości 30—45 m.

Odległość obu sztolni wynosiła 500—1500 m. Funkcjonują praktycznie do 1700 roku.

Z mapy M. Deutscha z roku 1761 można odczytać, że sztolnia Ponikowska miała 45 świetlików na głównym kierunku oraz 10 świetlików na sztolwancie do Pomorzan. Natomiast sztolnia Pilecka miała na głównym kierunku 65 świetlików.

W roku 1761 na obszarze Olkusza było 120 świetlików sztolni odwadniających i 456 szybów kopalnianych a obszar robót górniczych obejmował około 10 km^2.

Fakt zatracania się w czasie, śladów po starych szybikach i świetlikach jest zjawiskiem, które dostrzegamy na każdej kolejno wydanej mapie.

Sukcesywnie pojawiające się materiały kartograficzne rejestrują jednoznacznie fakt przejmowania dawnych terenów górniczych dla innego rodzaju użytkowania ziemi.

Do zatarcia śladów dawnego górnictwa kruszcowego ołowiu i srebra przyczyniło się głównie pojawienie się na przełomie XVIII i XIX wieku zapotrzebowania na cynk, którego rudę dotąd jako materiał płony wyrzucano na wysypiska (hałdy) obok szybów.

W wyniku przebierania hałd większość szybików została zasypana do poziomu powierzchni terenu.

Eksploatacja galmanów z XIX i XX wiecznych kopalń: „Józef ” i „Saturn ” oraz płuczek galmanu : staroolkuskiej zlokalizowanej w kanale otwartym sztolni PILECKIEJ i mechanicznej wybudowanej nad SZTOLNIĄ PONIKOWSKĄ w miejscu jednej z pierwszych eksploatacji kopalń sztolniowych zwanym PONIK przyczyniła się do zatarcia śladów po starych wyrobiskach mających połączenie z powierzchnią. Do naszych czasów na terenie Olkusza pozostało

zaledwie około 200 miejsc, gdzie stare szyby zlikwidowane i częściowo zlikwidowane, wyraźnie zaznaczają się w terenie, przy czym większość z nich stanowią szyby po XIX i XX wiecznych kopalniach galmanu.

W rejonie wyniesienia STARY OLKUSZ eksploatacja galmanów odbywała się pomyślnie do poziomu wód gruntowych osiągającego 18 m głębokości od powierzchni terenu. W miarę przesuwania się frontu eksploatacji w kierunku wschodnim (Miasta Olkusz) zwierciadło wód gruntowych ulegało stałemu podwyższaniu. Postawiono na wariant odbudowy starych sztolni olkuskich ze wskazaniem na Sztolnię Ponikowską. Lata 1880—1883 to odbudowa kanału odkrytego a lata 1883—1890 obejmują odbudowę odcinka podziemnego sztolni.

Sztolwant zachodni rządowej kopalni"Józef' wykonany w poziomie +311 m npm w latach 1890—1894 osuszył zachodnią część złoża galmanowego o 12 m niższą niż dotychczas, zapewniając możliwość wybierania bogatych gniazd galmanu.

Wznowione w roku 1894 drążenie sztolwantu odwadniającego w kierunku wschodnim, w stronę miasta Olkusza natrafia na dobrze zachowany chodnik główny XVI- wiecznej sztolni PONIKOWSKIEJ. Z uwagi na fakt, iż nie stwierdzono występowania okruszcowania w rejonie odkrytej starej sztolni, wstrzymano dalsze jej czyszczenie.

W roku 1900, dla odwodnienia złoża galmanu zalegającego pomiędzy drogą BOLESŁAW – OLKUSZ a torami kolejowymi rozpoczęto drążenie sztolwantu południowego w poziomie +313—314 m npm. Osuszono złoże na głębokość 20—25 m licząc od powierzchni terenu do linii przebiegu chodnika głównego starej, zawalonej SZTOLNI PILECKIEJ.

Wysokich kosztów robót odwadniających wykonywanych w skałach wapiennych, nie rekompensowało wydobycie zalegających wyżej gniazd galmanu. W związku z tym w roku 1908 rządowa kopalnia „JÓZEF" została zatrzymana, przy czym drenaż górotworu SZTOLNIĄ PONIKOWSKĄ utrzymywano w dotychczasowym układzie.

Kolejnym przedsiębiorcą prowadzącym poszukiwania i wydobycie rudy galmanowej było TOWARZYSTWO SATURN, które oczyściło kolejne 120 m starego chodnika SZTOLNI PONIKOWSKIEJ w kierunku miasta Olkusz oraz wykonało 600 m sztolwantu odwadniającego.

Sztolnia, która w latach 1890—1917 odprowadzała około 70 m^3/min wód pochodzących z drenażu górotworu w obrębie obszaru STARY OLKUSZ w latach dwudziestych odprowadza ich max 40 m^3/min.

Degradację sztolni Ponikowskiej jako budowli hydrotechnicznej pieczętuje budowa kopalń rudy cynkowo-ołowiowej Olkusz i Pomorzany, stanowiąca kontynuację ery eksploatacji rud siarczkowych.

Uruchomiona w roku 1968 kopalnia Olkusz oraz w roku 1974 kopalnia Pomorzany radykalnie zmieniły ustabilizowane od początku XX wieku warunki hydrogeologiczne i ochrony powierzchni terenu objętego dotychczasową działalnością górniczą.

Eksploatację zawałową prowadzono na głębokości 70—100 m pod powierzchnią ziemi w obszarze górniczym Olkusz oraz 80—140 m w obszarze górniczym Pomorzany do 1995 roku. Aktualnie prowadzona jest eksploatacja wyłącznie systemami na podsadzkę hydrauliczną oraz trwa rekultywacja terenów zdegradowanych wcześniejszymi robotami zawałowymi.

Trwa zaawansowana likwidacja kopalni Olkusz.

Eksploatacja złoża Olkusz do poziomu +238 m npm została zakończona z dniem 31.12.2001 roku.

Wydobycie rudy Zn–Pb ze złoża Pomorzany i Olkusz-Podpoziom przewidywane jest do 2010 roku przy czym faktyczny czas trwania eksploatacji uwarunkowany jest wieloma czynnikami natury techniczno-ekonomicznej.

Nie wchodzi w rachubę budowa nowych kopalń rud kruszconośnych w rejonie Olkuskim.

Tak więc ten ostatni okres świetności górnictwa rud cynkowo-ołowiowych powoli dobiega końca.

2. Muzeum olkuskiego górnictwa kruszcowego

Wyrobiska zarówno pionowe, jak i poziome, stanowiące pozostałości po starej historycznej eksploatacji rud kruszconośnych ołowiu i srebra w okresie sztolniowym oraz związane z wydobyciem utlenionych rud cynku znajdują się w obrębie terenu górniczego ZGH Bolesław obejmującego obszary górnicze Olkusz, Bolesław, Krzykawa, Pomorzany.

Poza przypadkiem kopalni Bolesław, roboty historyczne nie pokrywają się z zasięgiem współcześnie prowadzonej eksploatacji złóż siarczkowych cynku i ołowiu.

W ramach likwidacji kopalni Bolesław i Olkusz dokonano analizy dostępnych materiałów historycznych, prowadzonej obserwacji powierzchni terenu górniczego ZGH Bolesław oraz dokumentacji usuwania skutków reaktywacji starych zrobów pochodzącej z okresu ostatnich 40 lat. Pozwoliło to na w miarę dokładną lokalizację terenów, które poddane zostały badaniom geofizycznym (metodą grawimetryczną i elektrooporową).W wyniku przeprowadzonych badań opracowany został projekt techniczny, którego realizacja pozwoli na uzdatnienie terenów zainwestowanych poprzez wypełnienie i rekultywację płytkich historycznych wyrobisk górniczych.

Biorąc pod uwagę wielowiekowe tradycje górnictwa kruszcowego rejonu Olkuskiego, jego ogromne znaczenie dla gospodarczego i społecznego rozwoju ziem polskich w okresie średniowiecza, Królestwa Polskiego, a szczególnie powojennego, uzasadnionym jest zorganizowanie muzeum olkuskiego górnictwa kruszcowego.

Lokalizacja muzeum górnictwa w pobliżu Olkusza, miasta jak najbardziej historycznego, w swoim czasie jednego z 6 największych średniowiecznych miast Małopolski, stanowić będzie uzupełnienie jego atrakcji turystycznych.

Teren kopalni Olkusz przekształcony w muzeum górnictwa, położony przy drodze KATOWICE – KRAKÓW, z połączeniem środkami komunikacji miejskiej z Olkuszem, posiadający duży parking dla samochodów osobowych i autobusów, zachęca do odwiedzania przez zorganizowane grupy jak i turystów indywidualnych.

Obiekty, które mają być przeznaczone na ten cel są w bardzo dobrym stanie technicznym, posiadają odpowiednią kubaturę oraz niezbędną ilość pomieszczeń, w tym socjalno-bytowe i sanitarne.

Główną siedzibę muzeum stanowić będzie budynek cechowni kopalni Olkusz. Tutaj znajdować się będzie kierownictwo i obsługa ruchu zwiedzających muzeum górnictwa, a równocześnie zgromadzona zostanie w nim ekspozycja posiadanych archiwaliów i zabytków sztuki górniczej.

2.1. Trasy wycieczkowe na powierzchni

Przyjęcie grupy w cechowni, przydział trasy, przewodnika i środka transportu.

TRASA I : Autokarowy przejazd z przewodnikiem
1. Okno i roznos SZTOLNI PONIKOWSKIEJ.
2. Kopalnie na PONIKU + płuczka galmanu „Józef".
3. Szyb FELIKS i hałda kopalni SATURN.

TRASA II : Autokarowy przejazd z przewodnikiem
1. Zapadliska szybów kopalni Józef na STARYM OLKUSZU.
2. Kamieniołom wapienia przy wapienniku.
3. Dom zborny kopalni Józef.
4. Szyb FELIKS i hałda kopalni SATURN.

TRASA III: Pieszy przemarsz z przewodnikiem
1. Roznos SZTOLNI PILECKIEJ, świetliki.
2. Wielka Ruina przy kaplicy Św. JANA KANTEGO.
3. Krótka trasa podziemna szybikami i chodnikami kopalni Józef.

2.2. Wystawa eksponatów górniczych, materiałów kartograficznych, literatury itp.

Zorganizowana w budynku cechowni, gromadzić będzie wszelkiego rodzaju zachowane do naszych czasów dokumenty kartograficzne, opisy, pozycje z literatury itp. oraz eksponaty obrazujące historię górnictwa kruszcowego w rejonie olkuskim oraz jego znaczenie w skali ogólnonarodowej.

Budynek cechowni wraz z obiektami towarzyszącymi może również stanowić zaplecze w postaci stoisk z pamiątkami, barów czy nawet restauracji.

Ekspozycja:

1. Metody urabiania, obudowy wyrobisk i transportu rudy.
2. Systemy odwadniania, oświetlania i wentylacji wyrobisk.
3. Zabezpieczenia i środki ochrony osobistej gwarków.
4. Ekspozycja rud, minerałów, okazów geologicznych związanych z miejscowym górnictwem rud kruszcowych.
5. Posiadane materiały kartograficzne (mapy, przekroje wyrobisk, profile otworów wiertniczych itp).
6. Dokumenty oraz literatura, świadczące o historii górnictwa kruszcowego rejonu olkuskiego.
7. Tradycje górnicze, stroje, zwyczaje.
8. Stosowane przyrządy, miary, wagi itp.
9. Prezentacja technologii wytopu ołowiu oraz odciągania srebra.

2.3. Infrastruktura podziemna kopalni Olkusz przystosowana jako trasa wycieczkowa

W ramach likwidacji kopalni Olkusz część jej wyrobisk wyłączona została z niej celem zapewnienia technicznych i zgodnych z normami bezpieczeństwa warunków wyeksploatowania złoża OLKUSZ–PODPOZIOM. Wyrobiska te projektuje się przystosować jako podziemną trasę wycieczkową obejmującą:

1. Budynek cechowni, łaźni, lampowni.

2. Nadszybie i podszybie szybu Stefan — zjazd na dół do wyrobisk kopalni na poziom +251 m npm chodnika wentylacyjno-ucieczkowego.

3. Stacja rozładowcza urządzenia do transportu drewna kopalnianego długości do 6 m tzw. PATER–NOSTER wraz z pneumatycznymi kołowrotami do podciągania wozów.

4. Zajezdnia lokomotyw akumulatorowych.

5. Dworzec osobowy. Grupa wycieczkowa wsiada do wagoników osobowych i dowożona jest do rozgałęzienia chodnika wentylacyjno-ucieczkowego na południowy i wschodni.

6. Przemarsz pieszy grupy:

A. Zwiedzanie systemu zabierkowego eksploatacji z ładowaniem urobku ładowarką zasięrzutną ŁZK-6p do wozów urobkowych na fragmencie torowiska.

B. Komora garażowa maszyn samojezdnych w obudowie kotwiowej, spąg wybetonowany. Na kanale naprawczym ustawiony wóz odstawczy WOW-10.

C. Zwiedzanie systemu filarowo-komorowego. Ustawiony wóz wiertniczy SWW-6/2 z ramionami ustawionymi do wiercenia otworów strzałowych. Obok w sąsiednim przodku ustawiony wóz SWS z platformą do kotwienia z możliwością wejścia do kosza platformy. Nieopodal ładowarka kopalniana ŁK-1 w pozycji umożliwiającej ładowanie wozu odstawczego WOW-10 wraz z nim.

D. Droga powrotna wyrobiskami górniczymi.

7. Powrót pociągiem pod szyb Stefan poz. +251 m npm.

A. Zejście upadową schodową Nr 5 na poziom +238 m npm do upadowej XXI i obejrzenie chodnika wodnego odprowadzającego wody do komory pomp głównego odwodnienia.

B. Komora pomp głównego odwadniania +238 m npm wraz z rodzielnią RD-1. 16 zespołów pompowych (13 pomp OW-300 +3 pompy DET-300).

C. Komora materiałów wybuchowych.

8. Podszybie szybu Stefan +238 m npm i wyjazd na powierzchnię.

3. Podsumowanie

Perspektywa 10-letniego okresu zakończenia eksploatacji rud cynkowo-ołowiowych złóż olkusko-bolesławskiego rejonu kruszconośnego, zobowiązuje do pozostawienia potomnym dowodów jego świetności i znaczenia w rozwoju społeczno-gospodarczym państwa polskiego.

Doskonała lokalizacja przy głównej trasie KATOWICE–KRAKÓW oraz zachowane ślady działalności górniczej naszych przodków w naturalny sposób predystynują teren likwidowanej kopalni Olkusz na muzeum olkuskiego górnictwa kruszcowego.

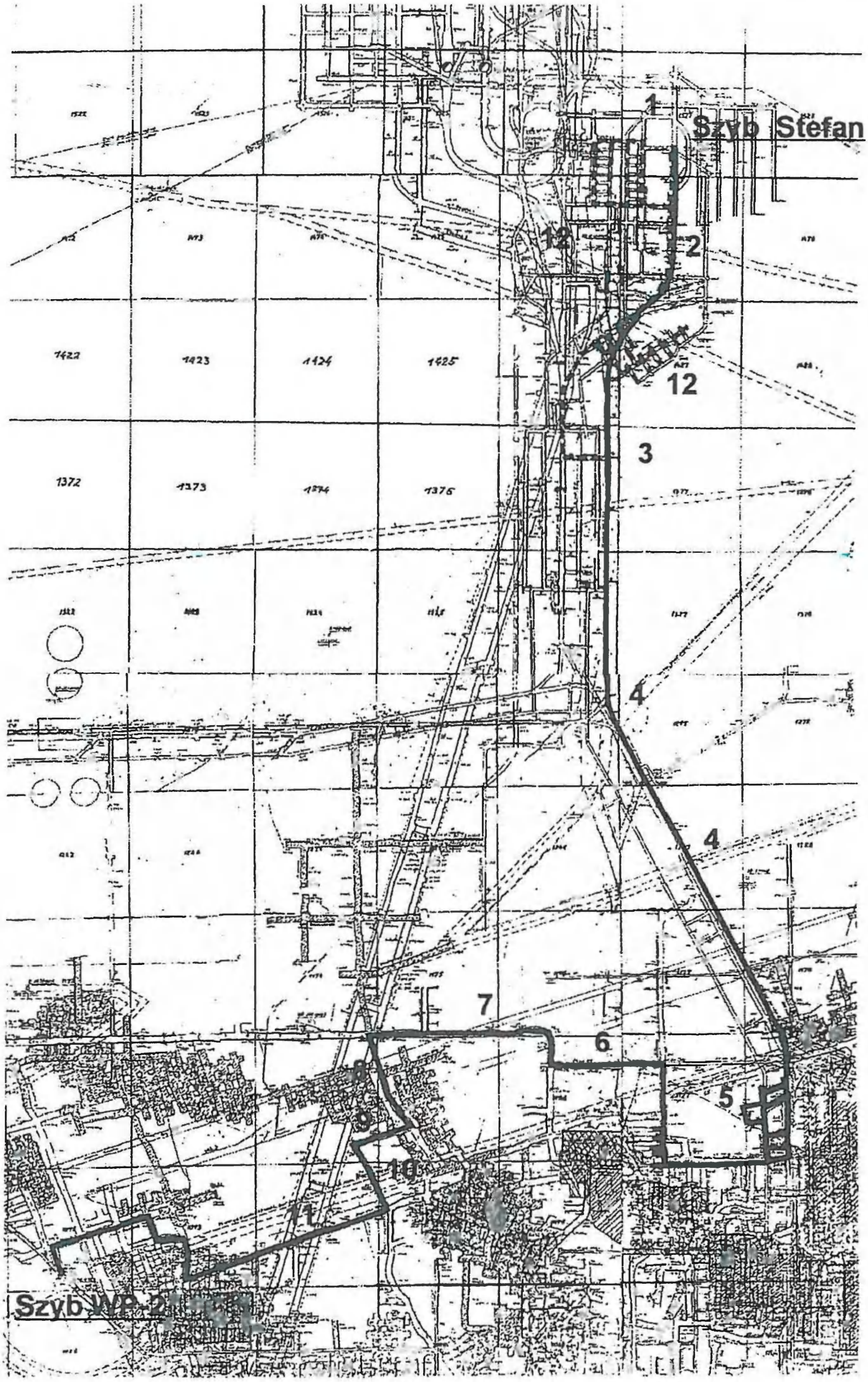
Nie bez znaczenia jest fakt, że już zostały rozpoznane i zgromadzone eksponaty, dokumenty i literatura w zakresie górnictwa kruszcowego, a wola zorganizowania tego muzeum jest jak

można domniemywać w świadomości mieszkańców i decydentów naszego rejonu, a szczególnie wśród byłych i czynnych zawodowo pracowników ZGH BOLESŁAW.

Tabela 1. Podziemna trasa wycieczkowa

Table 1. Underground tourist trail

Lp.	Trasa	Obiekt do zwiedzania	Długość trasy	Budowa geologiczna
1.	zjazd # „Stefan" do poz. +251	a. nadszybie # „Stefan" b. podszybie # „Stefan" c. urządzenie do upuszczania drewna		utwory permu
2.	przekop główny poz. +251 od # „Stefan"	a. zajezdnia lokomotyw akumulatorowych	130 m	utwory wapienne wraz z uskokiem
3.	przekop główny poz. +252	a. obudowa podporowa z szyn	150 m	utwory wapienne przy upadowej kontakt wapieni i dolomitów
4.	stacja osobowa do chodnika went - ucieczkowego południowego	a. przejazd wagonikami osobowymi	500 m	wapienie („sercówka") w dolomitach
5.	„sercówka" ch-k went-ucieczk płd ch-k transp 325/1 ch-k transp 326 pochylnia Nr 5	a. zabierka w obudowie drewnianej b. ładowarka zasięrzutna c. zbiornik urobku 302 poziom zasypowy	50 m 50 m 100 m 80 m	zabierka w utworach wapiennych wyrobiska w wapieniach
6.	chodnik poszukiwawczy 322	a. obudowa kotwowa	100 m	wapienie uławicowe
7.	ch-k transportowy 301	a. obudowa podporowa ŁP-9 b. obudowa kotwowa	150 m	początek w wapieniach kontakt wapieni z dolomitami kruszconośnymi zwietrzałymi z galeną i blendą przy ch-ku 422
8.	ch-k badawczy 422	a. obudowa kotwowa z opinką z siatki MM	80 m	brekcja dolomitowa (złoże)
9.	ch-k badawczy 632	a. obudowa kotwowa	50 m	kontakt wapieni z brekcją dolomitową utlenioną
10.	ch-k badawczy 631	a. obudowa kotwowa	60 m	kontakt wapieni z brekcją dolomitową utlenioną
11.	ch-k badawczy 306/1	a. system filarowo-komorowy z podsadzką hydrauliczną b. system zabierkowy z płotem	180 m	wapień Góra — dolomity okruszcowane ok. 3% Zn Dół — 3/4 wyrobiska w wapieniu
12.	droga powrotna do # „Stefan" poz.+238	Komora materiałów wybuchowych Komora pomp głównego odwadniania	1400 m	



Rys. 1. Usytuowanie podziemnej trasy wycieczkowej

Fig. 1. Location of the underground tourist trail

Literatura

[1] Gąsiorowska N., 1949: *Górnictwo i hutnictwo w Polsce*. Książka i Wiedza. Wyd. II. Warszawa.

[2] Kostrz J. A., Lamparska-Wieland M., Lamparski H., 2000: *Sposób zabezpieczenia wyrobisk górniczych mających połączenie z powierzchnią (wyrobiska współczesne i historyczne)*. Zespół Rzeczoznawców SITG. Katowice, kwiecień 2000.

[3] Rembielak T., Hromek A., 2000: *Opracowanie technologii podsadzania pustek stwierdzonych w górotworze, przy użyciu mieszaniny samozestalającej sporządzanej na bazie odpadów poflotacyjnych w ZGH „Bolesław"*. Praca KGP AGH (praca niepubl.) Kraków.

[4] Rembielak T., Madej J., Jakiel K., Porzucek S., Kaczmarski S., 2000: P*rojekt wierceń sprawdzających w aspekcie wyników badań geofizycznych rejonów historycznej eksploatacji rud Zn – Pb w PG Olkusz i przyległym terenie górniczym Bolesław*. Fundacja nauka i tradycje Górnicze. (paca niepubl.), Kraków.

[5] Włodarz B., 2000: *Zarys górnictwa w rejonie olkuskim*. Olkusz, kwiecień 2000 r. (praca niepubl.).

[6] Włodarz B., 2000: *Przeobrażenia stosunków wodnych w rejonie olkuskim w miarę rozwoju wydobycia rud kruszcowych*. Olkusz, kwiecień 2000 r. (praca wykorzystana w opracowaniu zespołu rzeczoznawców SITG pod kierunkiem prof. J. Motyki pt.: "Wpływ zatopienia zrobów na jakość wód podziemnych, powierzchniowych oraz ewentualny sposób przeciwdziałania zmianom stosunków wód gruntowych).

[7] Włodarz B., Krok A., Kulig H., Walczak K., 2000: Koncepcja muzeum kopalni Olkusz. Olkusz (praca niepubl.).

[8] Indyka M., Ochab B., Rembielak T., Włodarz B., 2001: *Przystosowanie wyrobisk podziemnych i obiektów powierzchniowych likwidowanej kopalni „OLKUSZ" na składowe elementy Muzeum Olkuskiego Górnictwa Kruszcowego*. Olkusz.

The museum of olkuszian ore minning

Abstract

On the basis of usable headings of the "Olkusz" mine, which is going into liquidation, the tourist route, including objects and its equipment, was suggested. The three proposed surface paths, inseparably associated with historical mining, refer to preserved traces, i.e. shafts and tunnels.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 773—782

Jan Gustaw JURKIEWICZ
Skansen Górniczy „Królowa Luiza" w Zabrzu
Oddział Terenowy Muzeum Górnictwa Węglowego w Zabrzu

Główna Kluczowa Sztolnia Dziedziczna — najdłuższa budowla hydrotechniczna w europejskim górnictwie węglowym

Słowa kluczowe

Węgiel – sztolnia – odwadnianie – transport

Streszczenie

Główna Kluczowa Sztolnia Dziedziczna to podziemny tunel, którego celem było odwodnienie państwowych kopalń „Królowa Luiza" w Zabrzu i „Król" w Chorzowie i położonych między nimi kopalń gwareckich, transport urobku z kopalni „Królowa Luiza" poprzez Kanał Kłodnicki do Królewskiej Odlewni Żelaza w Gliwicach oraz dotarcie do nowych pokładów węgla. Budowę sztolni rozpoczęto w 1799 r., a zakończono w 1863 r. Jej długość od wylotu w Zabrzu do kop. „Król" wynosiła 14,25 km. Prace prowadzono odcinkami z 22 tzw. świetlików oraz kilku szybów, średni postęp roczny wynosił od 177 m do 520 m. Transport węgla łodziami odbywał się już od 1810 r., a łączna waga przewożonego za jednym razem urobku wynosiła 16 t (3 lub 4 złączone łodzie). W celu sprawnego załadunku i mijania się łodzi wybudowano w sztolni 5 mijanek, w których zlokalizowano 3 porty. Długi okres budowy sztolni, rozwój technik wydobywczych i odwadniania kopalń oraz wyczerpanie się płytkich pokładów węgla spowodowało, że już w połowie XIX wieku sztolnia zaczęła tracić na ważności. Dla „odzyskania" sztolni i udostępnienia jej turystom zostało zawiązane w 2000 r. Stowarzyszenie na rzecz Restauracji i Propagowania Sztolni Królowa Luiza w Zabrzu „Pro Futuro", które działa przy Skansenie Górniczym „Królowa Luiza".

1. Geneza sztolni dziedzicznej

Rozwój górnictwa węgla kamiennego na Górnym Śląsku związany był z działalnością władz pruskich, które po wojnach śląskich zainteresowały się tutejszymi bogactwami mineralnymi, zwłaszcza rudami srebra i ołowiu w okolicy Tarnowskich Gór. Ołów potrzebny był do produkcji amunicji a srebro miało wzbogacić skarb państwa. Surowcem niezbędnym — dla rozwoju nowej kopalni rudy i huty w Strzybnicy — był węgiel kamienny, który opalał piece hutnicze i poruszał odwadniające kopalnię pompy parowe. Istniejące tu niewielkie kopalnie węgla nie były w stanie zapewnić odpowiednich dostaw tego surowca. Z tego powodu zaczęto szukać, na zlecenie

śląskiego starosty górniczego Fryderyka Wilhelma von Redena, zdatnych do eksploatacji pokładów węgla kamiennego. Poszukiwania prowadził Salomon Izaak, inżynier górniczy z Brabantu, który znalazł w 1790 roku znaczne pokłady koło Zabrza, gdzie rok później założono pierwszy państwowy zakład wydobywczy węgla kamiennego na Górnym Śląsku — kopalnię „Królowa Luiza". Wydobycie węgla w kopalni „Królowa Luiza" szybko wzrastało, co skłoniło Fryderyka Wilhelma von Redena do założenia w 1796 roku huty żelaza w Gliwicach z nowoczesnym wielkim piecem opalanym koksem. Powstanie huty, która całą produkcję oparła na dostawach dobrze koksującego węgla z Zabrza, wpłynęło na dalszy rozwój kopalni. Gorzej było z jej rentownością ponieważ suma dopłat rządowych przewyższała zyski aż do końca 1811 roku. Przyczynami takiego stanu rzeczy były m.in. wysokie koszty odwadniania wyrobisk i transportu węgla. W owym czasie nie było na Górnym Śląsku utwardzonych dróg szosowych, a istniejące nie mogły sprostać potrzebom rozwijającego się regionu przemysłowego.

W takiej sytuacji — z inicjatywy Fryderyka Wilhelma von Redena — śląskie władze górnicze podjęły decyzję budowy Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej (Haupt-schlüsselerbstollen), której celem miało być odwodnienie całego rejonu węglowego między kopalnią „Królowa Luiza" w Zabrzu a kopalnią „Król" w Chorzowie, spławianie urobku do Kanału Kłodnickiego i dalej do huty w Gliwicach i Odry oraz udostępnienie nowych pokładów węgla.

2. Budowa sztolni

Budowę rozpoczęto 23.06.1799 roku, a jej uroczyste poświęcenie nastąpiło 10.10.1800 roku. Wylot sztolni znajdował się w obecnym centrum Zabrza, w dolinie rzeki Bytomki na wysokości 231,4 m nad poziomem morza, a więc w jednym z najniżej położonych punktów Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Prace przy budowie Kanału Kłodnickiego łączącego rejon węglowy z resztą kraju rozpoczęły się w 1792 roku. Niedługo potem doprowadzono go do Gliwic, gdzie powstał port przeładunkowy dla węgla i wyrobów hutniczych. W 1801 roku rozpoczęto budowę odcinka kanału pomiędzy wylotem Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej a Gliwicami, który ukończono 5 lat później.

2.1. Roboty górnicze

Sztolnię drążono przy pomocy przeciwprzodków prowadzonych z 22 tzw. świetlików (Lichtloch) oraz kilku szybów na terenach kopalni „Król" w Chorzowie. Prace górnicze w sztolni prowadzono posługując się żelaznymi klinami wbijanymi w kamień za pomocą młotków. W ten sposób urabiano przodek sztolni oraz pogłębiano spąg. Prowadzone były również prace strzelnicze w tych odcinkach sztolni, które zapewniały bezpieczne schronienie dla górników przed skutkami wybuchu w przodku. Urobek powstający przy drążeniu przodka sztolni lub pogłębianiu spągu przenoszony był w nieckach lub dowożony wózkami do świetlików, a następnie przesypywany do kubłów wyciąganych na powierzchnię za pomocą ręcznych kołowrotów. Część urobku ładowano taczkami na łodzie spławiane w dół gotowymi odcinkami sztolni W 1810 roku ukończono pierwszy spławny odcinek o długości około 2,5 km doprowadzając go do głębokości 38 m pod powierzchnią ziemi.

2.2. Obudowa

Sztolnia o wysokości około 2,5 m i szerokości około 1,6 m w świetle posiadała częściowo obudowę drewnianą i murowaną z kamienia lub cegły. W miejscach gdzie przechodziła przez warstwy zwięzłego piaskowca pozostawiano ją często bez obudowy. W odcinkach, w których skały nie były tak zwięzłe oraz dla lepszego zabezpieczenia sztolni przed naciskiem górotworu, ociosy obudowywano rozstawionymi co 1 m odrzwiami drewnianymi, złożonymi ze stropnicy wspartej na dwóch stojakach. Drewniane odrzwia złączano okładziną z desek celem wzmocnienia całej obudowy. Na wielu odcinkach stosowano trwalszą obudowę murowaną z kamienia lub cegły, wypełniając kamienną zakładką pustki między wyłomem a obudową wyrobiska w celu równomiernego rozłożenia nacisku górotworu. Miejscami murowano tylko łukowate sklepienia podtrzymujące strop. W celu łatwego minięcia się łodzi płynących w przeciwnych kierunkach wybudowano poprzez rozszerzenie sztolni pięć mijanek. Niektóre z nich o długości około 30 m i szerokości około 4—4,5 m zabezpieczano dodatkowo budując pośrodku mur o długości około 10 m, który oddzielając od siebie połówki sztolni podtrzymywał strop tak szerokiego wyrobiska.

2.3. Odwadnianie

W 1842 roku kopalnia „Królowa Luiza" zdecydowała się na rozpoczęcie eksploatacji węgla na głębokości 35 m poniżej poziomu sztolni. Roboty górnicze prowadzone tak głęboko spowodowały naruszenie skał i ucieczkę wody ze spękanego spągu sztolni do wyrobisk znajdujących się poniżej, skąd pompowano ją parowymi pompami ponownie na poziom sztolni. W celu uszczelnienia spągu położono wkrótce na długości około 632 m drewniane lutnie w łożysku z plastycznego iłu lub muru z kamienia. Lutnie o wymiarach 0,9 x 0,6 m pozwalały na przepływ tylko około 12 m^3/min. Podczas tych prac okazało się, że spadek sztolni nie był równomierny i dlatego wytworzyły się wzniesienia i zagłębienia o głębokości do 1,8 m, w których osadzał się szlam, kamieniejący z biegiem czasu. W 1847 roku sztolnia osiągnęła długość około 8,2 km, a w 1852 roku około 10,8 km Do 1843 roku drążono rocznie średnio około 177 m, natomiast w latach 1847—1852 średni postęp roczny wynosił około 520 m, a sztolnię prowadzono przy pomocy przeciwprzodków idących z szybów „Marcin", „Wydobywczy", „Jakub" kopalni „Król" w Chorzowie. Tempo prac zależało od warunków geologicznych. Postęp przodka drążonego w kamieniu wynosił około 182 m na rok, natomiast w skałach wodonośnych i kurzawkowych postęp był znacznie mniejszy i wyniósł np. w 1859 roku tylko około 7,3 m, w 1861 roku — około 22 m, a w 1862 roku — około 64 m.

W latach 1850—1860 wykonano wiele odgałęzień sztolni w celu odwodnienia kopalń gwareckich (prywatnych) położonych pomiędzy państwowymi zakładami „Królowa Luiza" w Zabrzu i „Król" w Chorzowie. Rocznie drążono do 700 m takich bocznic, które połączyły z Główną Kluczową Sztolnią Dziedziczną kopalnie: „Franciszek", „Quintofore", „Saara", „Eintracht", „Belovsegen", „Katarzyna", „Karol-Emanuel" i „Lithandra". Ta ostatnia kopalnia była odwadniana do 1854 roku inną płytszą sztolnią dziedziczną „Lazarus" o długości 1700 m, do której podłączone były dwie inne kopalnie; ponieważ wydobycie prowadzono już poniżej poziomu tej sztolni, zdecydowano o odebraniu jej uprawnień sztolni dziedzicznej, a wody z kopalni „Lithandra" skierowano do Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej.

W latach 50-tych XIX w. utrzymywanie istniejących już odcinków sztolni stawało się coraz większym problemem. Z powodu załamywania się stropów i ociosów stawiano różne podpory i rozpory powodujące spiętrzanie się wód i utrudniające transport materiałów potrzebnych do napraw. Dlatego zaczęto drążyć w 1856 roku dodatkowe wyrobiska odciążające zniszczone odcinki sztolni w pobliżu szybu „Marcin"; w ciągu dwóch lat powstało około 200 m takiego objazdu, który na długości około 75 m zabezpieczono obudową murowaną. Zwiększająca się ilość wody w sztolni, spływająca z kolejno podłączanych kopalń gwareckich, nie mieściła się w lutniach istniejących w odcinkach na terenie kopalni „Królowa Luiza". Woda rozmywała podłoże z iłu lub muru oraz ociosy. Sytuacja taka wymusiła drążenie w Zabrzu w latach 1858—1859 sztolni równoległej o długości około 985 m. W 1862 roku wykonano kolejny 85 metrowy objazd pomiędzy świetlikami nr 12 i 13 w dość trudnych warunkach, bo w skałach ilastych.

Drążenie sztolni zbliżało się powoli do kopalni „Król", gdzie wcześniej przygotowano odcinek sztolni długości 4 km. Dnia 06.10.1863 roku został osiągnięty cel prac rozpoczętych 64 lata wcześniej: przodek Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej dotarł do wyrobisk kopalni „Król" w Chorzowie, łącząc szyb „von Krug I" na głębokości 70 m z Kanałem Kłodnickim w Zabrzu. Główna Kluczowa Sztolnia Dziedziczna osiągnęła długość 14,25 km Różnica poziomów między końcem sztolni w Chorzowie a jej ujściem w Zabrzu wynosiła około 12,35 m; wynika z tego, że średnie nachylenie sztolni było nieduże, bo 0,87 m na 1 km.

3. Transport

Pierwsze łodzie z węglem spłynęły Główną Kluczową Sztolnią Dziedziczną do Kanału Kłodnickiego prawdopodobnie w 1806 roku. Wtedy ukończono budowę odcinka kanału pomiędzy hutą w Gliwicach a ujściem sztolni w Zabrzu (w 1822 roku oddano do użytku cały Kanał Kłodnicki z ujściem w Koźlu) oraz czynny był już fragment spławnej części sztolni, której cały odcinek transportowy o długości około 2,5 km ukończono w 1810 roku.

W kopalni „Królowa Luiza" węgiel ładowany był w przodkach do sosnowych skrzyń, okratowanych stalowymi płaskownikami i obręczami, o pojemności około 370kg. Ustawiano je na platformach, ciągniętych po torach ręcznymi kołowrotami lub końmi. Chodnikami i pochylniami dowożono w ten sposób urobek do brzegów sztolni. Na obszarze górniczym kopalni „Królowa Luiza" była jedna, ślepo zakończona bocznica sztolni służąca do przechowywania łodzi oraz pięć mijanek , gdzie zlokalizowane były podziemne porty załadunkowe.

Zachowane rysunki techniczne przedstawiają trzy rodzaje załadunków skrzyń z platform na łodzie. W jednym z portów zainstalowany był żuraw złożony z pionowego, obrotowego wału, na którym umieszczona była pozioma belka; na jej końcu znajdował się blok służący do opuszczania lub podnoszenia łańcucha z umocowaną na haku skrzynią transportową. Łańcuch wprawiano w ruch dużym kołem z zębatką, które poruszało większe koło zębate z bębnem, służącym do nawijania lub odwijania łańcucha. Cały dźwig był obrotowy, dzięki czemu — zataczając swoim ramieniem okrąg — mógł wyładować z łodzi pustą skrzynię i przenieść ją na platformę; obracając się dalej podnosił pełną skrzynię z platformy na drugim końcu nabrzeża i po zatoczeniu kolejnego odcinka okręgu opuszczał ją do łodzi. Urządzenie obsługiwało prawdopodobnie trzech robotników, z których jeden przyczepiał skrzynię do łańcucha, a dwaj pozostali podciągali ją do góry i obracali wał. W innym porcie załadunkowym żuraw takiej

samej budowy obsługiwał mniejsze nabrzeże, do którego platformy ze skrzyniami opuszczano pochylnią za pomocą kołowrotu z łańcuchem. Kolejny rysunek przedstawia jeszcze inny sposób załadunku węgla. W poprzek sztolni przerzucony był pomost złożony z dwóch belek z szynami. Platforma ze skrzynią opuszczana była pochylnią do nabrzeża, po czym wjeżdżała na pomost. Skrzynię zapinano do łańcucha poruszanego za pomocą kołowrotu, zamontowanego w pochylni w odległości około 6 m od nabrzeża. Kołowrót uruchamiano korbą z zębatką, która poruszała większe koło zębate z bębnem, służącym do nawijania lub odwijania łańcucha. Nad pomostem zamocowany był w ociosach obracający się wał, po którym przesuwał się łańcuch idący pod stropem pochylni z bębna kołowrotu. Koniec łańcucha zwisający z wału nad pochylnią zakończony był hakiem, do którego podpinano skrzynię. Po nieznacznym podniesieniu skrzyni wyciągano platformę z powrotem z pomostu w głąb pochylni, po czym opuszczano skrzynię do łodzi. Pierwszy z opisanych portów był prawdopodobnie głównym podziemnym portem załadunkowym w sztolni. Nabrzeże udostępnione było tam chodnikiem a nie pochylnią, dzięki czemu można było użyć do transportu koni, które były w stanie ciągnąć trzy skrzynie z węglem ustawione w poprzek na jednej platformie. Kołowroty w pochylniach obsługiwane przez ludzi mogły opuszczać tylko po jednej skrzyni. Długość i szerokość nabrzeża pozwalały na zbudowanie węzła torowego, umożliwiającego sprawne manewry platform ciągniętych przez konie. Obrotowy żuraw ustawiony między torami mógł podczas jednego obrotu wyładować pustą skrzynię z łodzi i załadować pełną. Obok nabrzeża zbudowano również stajnię dla koni pracujących przy załadunku.

Łodzie kursujące w sztolni były drewniane, wzmocnione stalowymi szynami. Każda z łodzi miała przymocowane na dziobie dwa żelazne pierścienie, a z tyłu dwa łańcuchy zakończone wtyczkami, które służyły do sczepiania łodzi ze sobą. Dzioby łodzi były ścięte lub proste, a niektóre były ścięte na obu końcach. Łódź była podzielona na 10 lub 11 przegród, z których każda była przeznaczona na jedną skrzynię, dzięki czemu mogła ona zabierać około 4 t ładunku netto. Głębokość wody w sztolni wynosiła około1,3 m, głębokość zanurzenia pustej łodzi 34 cm, a łodzi z ładunkiem 73 cm Do transportu sczepiano zwykle 3 lub 4 łodzie, które przepychał jeden robotnik. Stawał on w pierwszej łodzi i opierając się rękami i głową o kołki (o długości około 20 cm i szerokości około 4 cm) wbite w tym celu w strop i ociosy sztolni, przesuwał nogami łodzie do przodu. Gdy znalazł się w ostatniej łodzi, przechodził do pierwszej i znowu zaczynał przesuwać cały transport. Przepchanie w ten sposób 3—4 złączonych łodzi od podziemnych portów do ujścia sztolni tj. około 2—2,5 km, trwało 6—7 godzin. Łączenie większej ilości łodzi było bardziej opłacalne, ponieważ czas ich spławu był krótszy. Jednak problemy związane z mijaniem się w sztolni takich długich transportów powodowały, że więcej niż 4 łodzie łączono tylko wyjątkowo. Zastosowanie później drewnianego drąga, którym przewoźnik odpychał się od stropu i ociosów sztolni, skróciło czas transportu do 3—4 godzin. Przewoźnik dostawał wynagrodzenie zależne od ilości przepchanych łodzi i jego zarobek porównywalny był do zarobków wozaka. Następnie, na niektórych odcinkach zamocowano w stropie sztolni, w odpowiednich odstępach, żelazne pręty zakończone kółkiem, przez które przeciągnięto konopną linę. Odcinki lin łączyły się ze sobą za pomocą pętli połączonych żelaznymi pierścieniami. Płynący górnicy podciągali się rękami na linie przesuwając łódź do przodu.

4. Ujście sztolni

Nad ujściem Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej, rozpoczynającym Kanał Kłodnicki, ustawiono wysoki obelisk. Początkowy około 40 m odcinek kanału był bardzo wąski (ok. 1,6 m), następnie rozszerzał się do około 4,5 m; w tym miejscu usytuowano port przeładunkowy. Prawdopodobnie w połowie XIX wieku zlikwidowano obelisk, poszerzono pierwszy odcinek kanału a ujście sztolni obudowano murem z czerwonej cegły o szerokości około 4,5 m i wysokości około 3 m. Mur został zwieńczony trzema ceglanymi zębami, z których dwa osadzone były na przeciwległych końcach muru a jeden pośrodku. Zęby zakończono trójkątnymi, dwuspadowymi szczytami, wystającymi poza lico wylotu sztolni. Pod środkowym zębem znajdowało się godło górnictwa państwowego, tj. kilof i młot skrzyżowane ze sobą i zwieńczone królewską koroną. Powyżej istniał napis: „Glück auf!", a pod nim data założenia kopalni „Królowa Luiza": „1791". Obydwa brzegi ujścia obudowano długimi na kilkanaście metrów ścianami z kamienia o wysokości około 3 m, które kończyły się łukowato w brzegach kanału. Ściany na poziomie ziemi wykończono pasami muru ceglanego i zamocowano barierki. Ujście było nieco poszerzone z prawej strony, co być może wiązało się z istnieniem przekopu, który z tego miejsca odprowadzał nadmiar wód kopalnianych do rzeki Bytomki.

Łodzie wypływające ze sztolni dopływały do portu przeładunkowego, gdzie skrzynie z węglem były przenoszone za pomocą specjalnego żurawia na większe barki zabierające po 18 skrzyń. Drobny węgiel przesypywano szuflami bezpośrednio do barek. Część urobku magazynowana była na pobliskiej hałdzie, połączonej z portem specjalnym pomostem z torami, po którym jeździły wywrotki zabierające skrzynie z węglem. W ciągu dniówki kilku robotników obsługujących żuraw mogło przeładować około 100 skrzyń, co oznacza, że codziennie wypływały ze sztolni dwa lub trzy transporty złożone z 3—4 łodzi. Barki z węglem były holowane na linach przez idących po brzegu ludzi do huty w Gliwicach i ewentualnie dalej do Odry.

5. Ocena funkcji odwadniającej sztolni

Według planów Fryderyka Wilhelma von Redena, Główna Kluczowa Sztolnia Dziedziczna miała odwadniać państwowe kopalnie „Królowa Luiza" w Zabrzu i „Król" w Chorzowie oraz położone między nimi kopalnie gwareckie. Drążenie sztolni odbywało się powoli w stosunku do potrzeb odwadniania kopalni i np. w 1805 roku musiano zainstalować jednak kosztowną pompę parową, żeby odwodnić eksploatowany pokład „Einsiedel". Sztolnia była prowadzona dość płytko, to też pokłady węgla zalegające powyżej jej poziomu i przeznaczone do eksploatacji szybko ulegały wyczerpaniu. W 1816 roku wydobycie kopalni „Królowa Luiza" wyniosło 34 tys. ton, ale w następnych latach spadało i w 1837 roku wydobyto tylko 10300 ton. Sytuację taką spowodowało błędne oszacowanie ilości węgla w pokładach odwadnianych sztolnią oraz liczne pożary podziemne wywołane przez samozapalenie się drobnego węgla, pozostawionego w starych zrobach. Takiego surowca nie wydobywano, ponieważ nie było na niego odbiorców, a kierownictwa kopalń nie wiedziały, że pozostawianie nie wybranego węgla może być przyczyną pożarów. W ówczesnych warunkach bardzo trudno było je ugasić, gdyż przy małej głębokości eksploatacji powietrze dostawało się do pól pożarowych nie tylko wyrobiskami, ale także rozpadlinami z powierzchni ziemi. Dla powstrzymania przenoszenia się ognia budowano tamy z kamieni lub cegieł, które zamykały pola pożarowe. Walki z pożarami były bardzo

kosztowne, jednak starano się uporczywie ratować resztki węgla w pokładach znajdujących się nad poziomem sztolni, której sens dalszego drążenia zależał od istnienia tych właśnie złóż. Ponadto węgiel z pokładu „Jerzy" udostępnionego sztolnią był słabo koksujący i huta w Gliwicach musiała dokupować surowiec w kopalniach gwareckich, rezygnując stopniowo z dostaw z kopalni „Królowa Luiza". Z uwagi na powyższe oraz budowę Górnośląskiej Kolei Żelaznej, która wywołała konieczność zwiększenia produkcji węgla, zdecydowano się wreszcie na wydobywanie surowca z pokładów zalegających pod sztolnią. W 1842 roku zakończono budowę szybu „Dechen" o głębokości 73 m, czyli głębszego od poziomu sztolni o 35 m i odwadnianego pompą parową. Pozostałe kopalnie podłączone do Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej zaczęły prowadzić eksploatację poniżej jej poziomu w latach 50-tych i 60-tych XIX wieku. Na terenie kopalni „Król" pokłady węgla zalegające nad poziomem sztolni wyczerpały się już w 1868 roku, tj. po 5 latach od zakończenia jej budowy. Rozpoczęto wydobycie węgla z głębszych pokładów, a ponownie uruchomione pompy parowe czerpały wodę z robót podpoziomowych na poziom sztolni do 1875 roku. Roboty górnicze prowadzone poniżej sztolni naruszały układ skał i woda uciekała z niej do głębszych wyrobisk, skąd pompowano ją pompami parowymi z powrotem na poziom sztolni. Uszczelniano więc podłoże drewnianymi lub kamiennymi lutniami, które nie mieściły jednak dużych ilości wody spływających z kopalni „Król" i kopalń gwareckich. Woda płynąca poza lutniami rozmywała sztolnię, a stawianie kolejnych podpór podtrzymujących strop i ociosy powodowało spiętrzanie wód. Dlatego wydrążono nowe, równoległe odcinki sztolni o łącznej długości około 1270 m. Stan sztolni ciągle się pogarszał a roboty konserwacyjno-budowlane były bardzo kosztowne. W takiej sytuacji kopalnia „Król" zaczęła już w 1875 roku odwadniać wyrobiska szybami, pompując wodę wprost na powierzchnię, skąd spływała Rawą do Wisły. Gdy w 1863 roku ukończono budowę Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej, wszystkie podłączone do niej kopalnie prowadziły już dawno eksploatację poniżej jej poziomu. Przez pewien czas służyła jeszcze do odprowadzania wody czerpanej pompami z niższych poziomów. Stopniowo, w miarę wprowadzania coraz bardziej wydajnych pomp parowych odwadniających głębokie szyby, sztolnia stopniowo przestawała funkcjonować. Pozbawiona konserwacji ulegała niszczeniu zamieniając się w błotnisty kanał.

6. Ocena funkcji transportowej sztolni

Główna Kluczowa Sztolnia Dziedziczna miała stać się również ważną arterią transportową łączącą górnośląskie kopalnie z resztą kraju. W 1810 roku ukończono cały odcinek służący do transportu węgla na obszarze górniczym kopalni „Królowa Luiza". Pierwsze transporty odbywały się prawdopodobnie już od 1806 roku, kiedy zbudowano część Kanału Kłodnickiego pomiędzy ujściem sztolni a hutą w Gliwicach. Wydobycie węgla wzrastało bardzo szybko osiągając w 1816 roku 34 166 ton; ponieważ sztolnia była mało przepustowa a przepchanie łodzi trwało kilka godzin, można było nią przewieźć tylko do 12 tys. ton urobku w ciągu roku, z czego dużą część spławiano dalej do Odry. Wyczerpywanie się zasobów węgla nad poziomem sztolni na skutek eksploatacji i pożarów, oznaczało powolną utratę przez sztolnię funkcji transportowej. Ponadto postępujące oddalanie się przodków węglowych od brzegów sztolni, powodowało wydłużanie się podziemnych dróg transportowych i podrażało koszty przewozu. W 1830 roku ukończono budowę tzw. drogi kronprinza, czyli szosy łączącej Chorzów z Gliwicami, co stworzyło konkurencję wobec powolnej drogi wodnej. Rozpoczęcie w 1842 roku eksploatacji

węgla poniżej poziomu sztolni przesądziło o zaniechaniu transportu w Głównej Kluczowej Sztolni Dziedzicznej. Jeszcze przez pewien czas spławiano nią węgiel z resztek górnych pokładów po czym pełniła ona już tylko ograniczoną funkcję odwadniającą. W 1953 roku zburzono i zasypano wylot.

7. Zakończenie

Budowa tej najdłuższej sztolni w Polsce wymagała od XIX-wiecznych inżynierów rozwiązania wielu problemów górniczych, co przy ówczesnych możliwościach technicznych, wcale nie było łatwe. Samo utrzymanie odpowiedniego kierunku i wzniosu sztolni, drążonej z przeciwprzodków na przebitkę, wymagało prawdziwego kunsztu inżynierskiego. Realizowano z ogromnym rozmachem inwestycja spowodowała rozwój przemysłu górniczo-hutniczego Górnego Śląska w początkach ubiegłego wieku. Są to powody wystarczające, aby zastanowić się nad możliwością udostępnienia fragmentów jednego z najciekawszych zabytków techniki górniczej w Polsce.

Postulat otwarcia sztolni w celach poznawczych i turystycznych odnosi się tylko do jej części zabrzańskiej i jest ściśle związane z istniejącym Skansenem Górniczym „Królowa Luiza". Skansen położony jest w dwóch miejscach, przy dawnych szybach „Carnall" i „Wilhelmina". Obecnie zwiedzający muszą przejść lub przejechać około 650 m dzielących oba miejsca. Udostępnienie sztolni podniosłoby znacznie atrakcyjność skansenu, mającego szansę stać się wizytówką miasta i całego regionu. Po obejrzeniu zabytkowego zespołu szybowego z czynną, parową maszyną wyciągową z 1915 r., zwiedzający mogliby zjechać na poziom sztolni, tj. 36 m zasypanym obecnie szybem „Carnall". Stąd łodziami udaliby się około 550 m przepływając mijankę, w której był zlokalizowany największy, podziemny port załadowczy w sztolni. Tu należałoby ustawić replikę dźwigu, manekiny górników i konia ciągnącego platformę ze skrzyniami. W drugiej mijance łodzie skręcałyby do bocznicy sztolni o długości około 200 m, a odwadniającej dawniej, nieczynny już szyb „Wilhelmina". W tym miejscu kończyłaby się podróż łodziami, a turyści przechodziliby przekopem około 20 m do drugiej części istniejącego skansenu, gdzie można zobaczyć XIX-wieczne i współczesne wyrobiska o łącznej długości 1560 m oraz pracę podziemnych maszyn urabiających. Gdyby udało się zrealizować ten program to docelowo doszedłby jeszcze przejazd kolejką górniczą pomiędzy częścią podziemną Skansenu a odbudowanym wylotem w centrum miasta.

Dla realizacji tych zamierzeń zostało zawiązane w 2000 roku Stowarzyszenie na rzecz restauracji i propagowania sztolni Królowa Luiza w Zabrzu „Pro Futuro", działające przy Skansenie „Królowa Luiza". W Stowarzyszeniu działają entuzjaści i znawcy przedmiotu (górnicy, muzealnicy, naukowcy i przedsiębiorcy), którzy postawili sobie za cel „odzyskanie" sztolni „pro futuro". Przeprowadzona w ubiegłym roku penetracja odcinka sztolni wykazała, że znajduje się ona w dobrym stanie i można myśleć o jej otwarciu w celach poznawczych i turystycznych.

Literatura

[1] Domański K., 1993: *Śladem starego kanału w: Spotkania z zabytkami*. Warszawa nr 2.
[2] Dictz D Arma L., 1973: *Miasto Zabrze — jego rozwój i przeobrażenia przestrzenne* w: Kroniki miasta Zabrza, Zabrze nr 6, s. 87—129.
[3] Jaros J., 1991: *Dwa wieki Kopalni Węgla Kamiennego „Zabrze-Bielszowice"*, Zabrze.
[4] Jaros J., 1965: *Historia górnictwa węglowego w Zagłębiu Górnośląskim do 1914 roku*, Wrocław.
[5] Jaros J., 1962: *Historia kopalni „Król" w Chorzowie*, Katowice.
[6] Jaros J., Rudolf von Carnall, 1966: *O pożarach podziemnych w kopalniach węgla kamiennego ze szczególnym uwzględnieniem kopalń górnośląskich*. w: Studia z dziejów górnictwa i hutnictwa, Warszawa, t. IV.
[7] Kossuth S., 1965: *Górnictwo węglowe na Górnym Śląsku w połowie XIX wieku*, Katowice.
[8] Ławicki W., 1968: *Zabrze — zarys dziejów kopalni i gminy* w: Kroniki miasta Zabrza, Zabrze nr 2, s. 49—62.
[9] Piernikarczyk J., 1932: *Historia górnictwa i hutnictwa na Górnym Śląsku*, Katowice 34.
[10] Voltz H., 1892: *Die Bergwerks — und Huttenverwaltungen des Oberschlesischen Industrie — Bezirks*, Katowice.

Main Hereditary Key Adit — the longest hydraulic engineering building in the European coal mining

Abstract

Main Hereditary Key Adit is an underground tunnel which was built to drain the state-owned mines "Queen Luise" in Zabrze and "King" in Chorzów and the neighbouring private coalmines, as well for transport coal from "Queen Luise" to the steelworks in Gliwice through Kłodnicki Canal. The construction of the whole adit was begun in 1799 and finished in 1863. The length of the adit from the outlet in Zabrze to the "King" mine was 14.25 km. The tunnel was bored passage by passage from 22 shaftlets and several shafts. The work progressed slowly, about 177—520 m per year. The first boats with coal were sent in 1810, the total transport weight — 16 t (3—4 boats chained together). The 5 passing places (wider openings in the tunnel) allowed the returning boats to go past and 3 loading ports were built in the adit. A very long construction period, the development of mining industry and water-pumping technologies together with the exhaustion of shallow coal deposits contributed to the fact that in the first half of the 19th century the adit began to lose importance. In order to "regain" the adit for the tourists the Society for the Restoration and Promotion of the Królowa Luiza Adit in Zabrze "Pro Futuro" was established in 2000 and its office is at the "Queen Luise" Skansen — Museum.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 783—788

Marek KANDZIA
Stowarzyszenie Miłośników Ziemi Tarnogórskiej, Tarnowskie Góry

Dzień dzisiejszy sztolni „Czarnego Pstrąga"

Słowa kluczowe

Sztolnia – zabytki techniki – zabytkowa kopalnia

Streszczenie

Opracowanie przedstawia rys historyczny i cel budowy obecnej sztolni „Czarnego Pstrąga". Przedstawia jej adaptację do celów turystycznych i zachęca do zwiedzania podziemi tarnogórskich w dwóch obiektach turystycznych. Wymienionej sztolni „Czarnego Pstrąga" oraz Kopalni Zabytkowej Rud Srebronośnych. Tych, którzy mają duszę romantyka i wyobraźnię zapraszamy do zwiedzania tych urokliwych i jedynych w swoim rodzaju obiektów turystycznych w Europie.

Zanim przejdę do dnia dzisiejszego sztolni „Czarnego Pstrąga" przedstawię historię jej powstawania i cel, jakiemu miała służyć. Powstała już w trzecim okresie tarnogórskiego górnictwa, gdyż były okresy silnego rozwoju i nieomal zaniku prac.

Po zlokalizowaniu bogatych złóż galmanu i galeny w roku 1784 założona została Państwowa Królewska Kopalnia Fryderyk (Staatliche Köenigliche Friedrichsgrube), której nadane pole górnicze miało powierzchnię 152 km^2.

Aby złoża eksploatować, należało rozwiązać problem odwadniania górotworu. Zastosowane kieraty konne ze względu na dużą intensywność napływu wód nie spełniły oczekiwań, a ponadto to rozwiązanie było bardzo kosztowne, gdyż w okresie kiedy było największe zastosowanie kieratów konnych, trzeba było utrzymywać około 700 koni.

Postanowiono zastosować system grawitacyjnego odprowadzania wody, który to sposób był już wcześniej zastosowany w górnictwie tarnogórskim w innych rejonach wydobywczych.

Pierwszą była sztolnia „Daniela" wydrążona w roku 1547, a następne drążone, to sztolnie:

— Jakuba	od 1564 do 1598 r.
— Daru Bożego	od 1566 do 1586 r.
— Krakowska	od 1567 do 1579 r.
— W Imię Pańskie obiecana	od 1567 do 1568 r.
— Pomaga Bóg	od 1568 do 1570 r.
— Wspomóż Bóg	od 1563 do 1587 r.

Sztolnia Wspomóż Bóg została zrekonstruowana i ponownie włączona do eksploatacji w latach 1785 do 1806 i odprowadzała wody z chodników o długości 13 910 m.

Zamontowana na szybie „Rudolfina" w 1788 r. maszyna ogniowa sprowadzona z Anglii oraz kilku kolejnych zamontowanych na innych szybach ze względu na wysokie koszty ich eksploatacji również nie do końca były satysfakcjonujące jako skutecznie odwadniające cały rejon, więc postanowiono drążyć kolejną sztolnię „Głęboka Sztolnia Fryderyk", aby móc odwodnić złoża zalegające poniżej 40 m. Projekt tej sztolni opracowali dwaj mistrzowie górniczy o nazwiskach: Thürnagel i Eisleben. Zgoda na jej realizację czyli zatwierdzenie nastąpiło w dniu 27 grudnia 1820 r. W ciągu 6 miesięcy wykonano na powierzchni roznos czyli rów odprowadzający wody z podziemi a pracę rozpoczęto 21 kwietnia 1821 r. Część podziemną o długości 4568 m drążono jednocześnie na 14 przodkach na tzw. zbicie.

Dla celów wentylacji i odwadniania przodków zgłębiono na trasie jej przebiegu 25 szybów (Lichtschächte) i dodatkowo 2 szyby, na których zamontowano dwie maszyny parowe o średnicach cylindrów I 24 cale i II 40 cali. Zakończono jej drążenie w lipcu 1834 r. Ujście części podziemnej zakończone zostało kamienną bramą wybudowaną w stylu klasycystycznym z bloków piaskowca w roku 1828, a 5 masek maszkaronowych umieszczono na skarpie roznosu w roku 1891.

Koszt budowy sztolni wyniósł 228 tyś talarów, a jej uroczyste uruchomienie nastąpiło 16 listopada 1834 r. i miało bardzo uroczysty charakter, gdyż zbiegło się z 50 rocznicą uruchomienia kopalni „Fryderyk". To uruchomienie zapoczątkowało nowy etap w rozwoju Friedrichsgrube, gdyż od niej wydrążono 2 chodniki podstawowe (Grundstrecke). Jeden w kierunku północnym o długości 2357 m, drugi w kierunku południowo wschodnim o długości 7400 m.

Wszystkie dane dotyczące budowy Głębokiej Sztolni Fryderyk zostały zaczerpnięte z publikacji dr Reinera Slotty „Das Carnall – Serwice als Dokument des Oberschleschen Metallerzbergbaus", które autor opracował na podstawie raportów Głównego Inspektora Robót Górniczych tejże sztolni Rudolfa von Carnalla. Na odcinku tej sztolni pomiędzy szybami, którym nadano nazwy Ewa i Sylwester odbywa się obecnie ruch turystyczny.

Tu zaczyna się dzień dzisiejszy sztolni „Czarnego Pstrąga". Pomysł udostępnienia podziemi tarnogórskich zrodził się w okresie międzywojennym, kedy to ówczesny burmistrz Tarnowskich Gór Antes rozpoczął starania o nadanie górnicze pod przyszłą Pokazową Kopalnie Zabytkową. Udało się to uzyskać, lecz wybuch II wojny światowej przerwał dalsze prace.

Tuż po wojnie grupa społeczników kontynuowała ten zamysł. W 1954 roku zarejestrowane zostało Stowarzyszenie Miłośników i Historii Ziemi Tarnogórskiej, którego jednym z głównych celów statutowych było udostępnienie podziemi tarnogórskich zwiedzającym. Współpracujący z przedwojennym zespołem ludzi, którzy próbowali zrealizować ten pomysł, sztygar Alfons Kopia był motorem działania i potrafił zaangażować wiele osób do realizacji tego zadania, gdyż jego pasja udzielała się innym.

Rozpoczęto penetrację podziemnych wyrobisk w celu wyboru fragmentu podziemi, które dało by się przystosować do zwiedzania. Penetracje odbywały się wieczorami i nocami, gdyż w dzień każdy wykonywał swoje obowiązki zawodowe. W wyniku tych poszukiwań, których bazą wypadową był szyb „Adolf" (obecnie Staszic) znajdującym się na ciągu sztolni Fryderyka, postanowiono przygotować do zwiedzania odcinek 600 metrów pomiędzy szybami nazwanymi Ewa i Sylwester. Te penetracje pozwoliły również na wybór fragmentu podziemi pod przyszłą Kopalnię Zabytkową. Przyszedł czas na adaptację dla zwiedzających pierwszego fragmentu podziemi. Wydatną pomoc wykazały ówczesne instytucje: Powiatowa Rada Nadzorcza i Pre-

zydium Wojewódzkiej Rady Narodowej, a szczególnym zaangażowaniem i zrozumieniem dla udostępnienia podziemi tarnogórskich zwiedzającym wykazał się Jerzy Ziętek — przewodniczący WRN.

To dzięki jego poparciu pomysł entuzjastów dał się zrealizować w ciągu dwóch lat. Stowarzyszenie skompletowało brygadę wraz z nadzorem technicznym, który stanowili pracownicy pobliskich kopalń węgla. Prace polegały na rekonstrukcji dwóch wybranych szybów oraz odszlamowaniu odcinka sztolni od szybu Sylwester aż do wylotu, czyli na długości około 2100 metrów.

Po zrekonstruowaniu obmurza szybów i wybudowaniu kamiennych obudów nadszybi wraz z dachami, które są kryte gontem uzbrojono oba szyby w metalowe schody. Następnie wykonano przystanie na podszybiach i od wylotu dostarczono 10 metalowych łodzi.

Schody oświetlone są żarówkami o napięciu bezpiecznym 24 V. Ciekawsze odcinki sztolni oraz podszybia również oświetlone są energią elektryczną, ale łodziami płynie się przy zapalonych lampach karbidowych umieszczonych w uchwytach na dziobach łodzi co temu przepływowi nadaje specyficznego uroku i dla ludzi wrażliwych na piękno to prawdziwa uczta dla ducha. Przepływ odbywa się 10 stalowymi łodziami połączonymi przegubowo sworzniami. W każdej są cztery ławki drewniane. Do łodzi wchodzi się z pomostu i przewodnik wpuszcza do każdej łodzi od czterech do sześciu osób. Po umieszczeniu wszystkich turystów przewodnicy odpychają rękami łodzie od ociosów powodując przepływ, który odbywa się wahadłowo pomiędzy szybami.

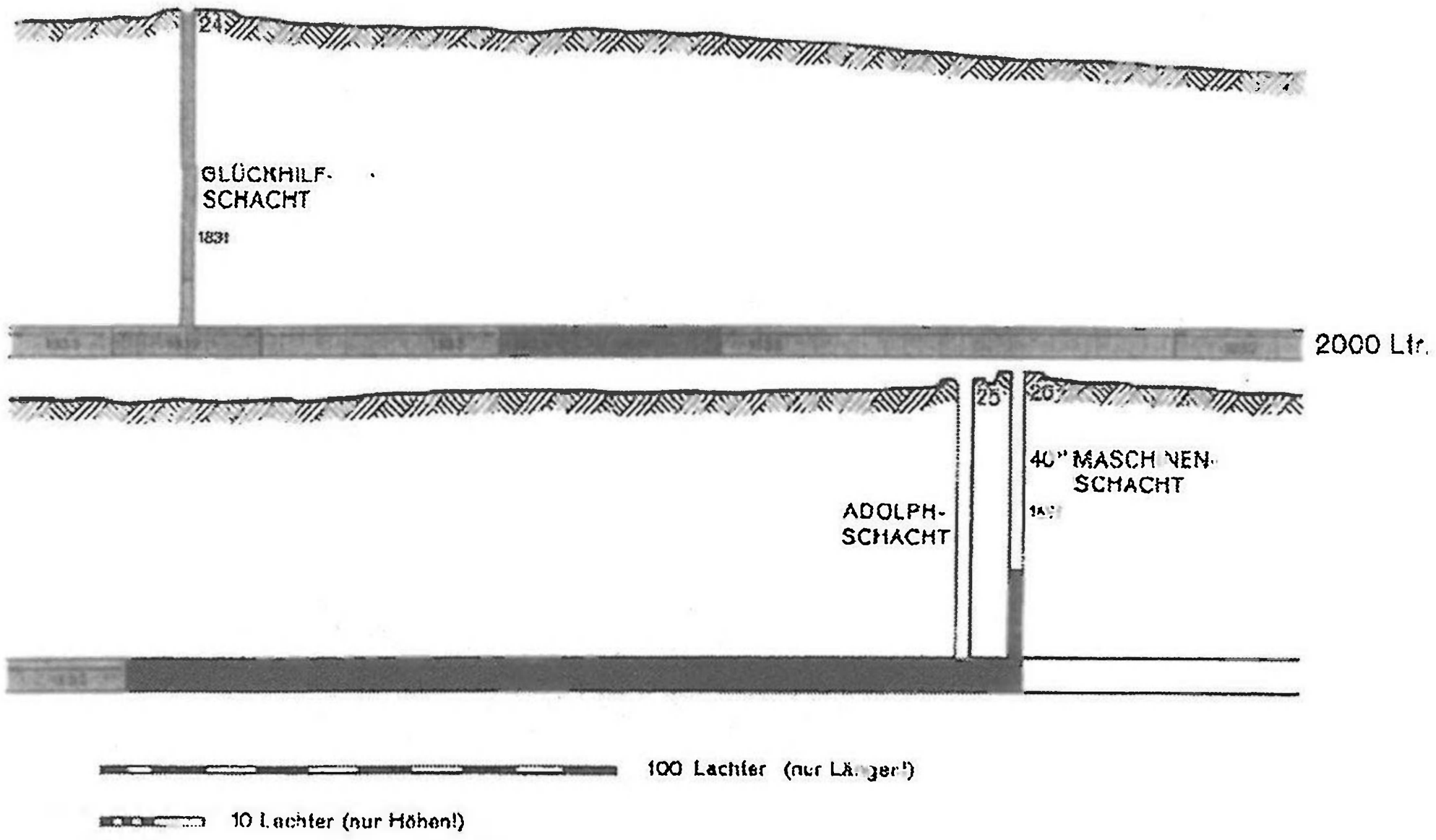
Pierwsi turyści przepłynęli sztolnię 6 września 1957 r. i przy migającym świetle karbidówek zauważyli płynącego pstrąga, który w tych warunkach świetlnych był koloru czarnego. Dzięki temu przyjęta została nazwa sztolni „Czarnego Pstrąga", która znalazła się w dokumencie Okręgowego Urzędu Górniczego w Bytomiu, który w dniu 10 stycznia 1960 r. wydał zezwolenie na eksploatację sztolni dla celów turystycznych.

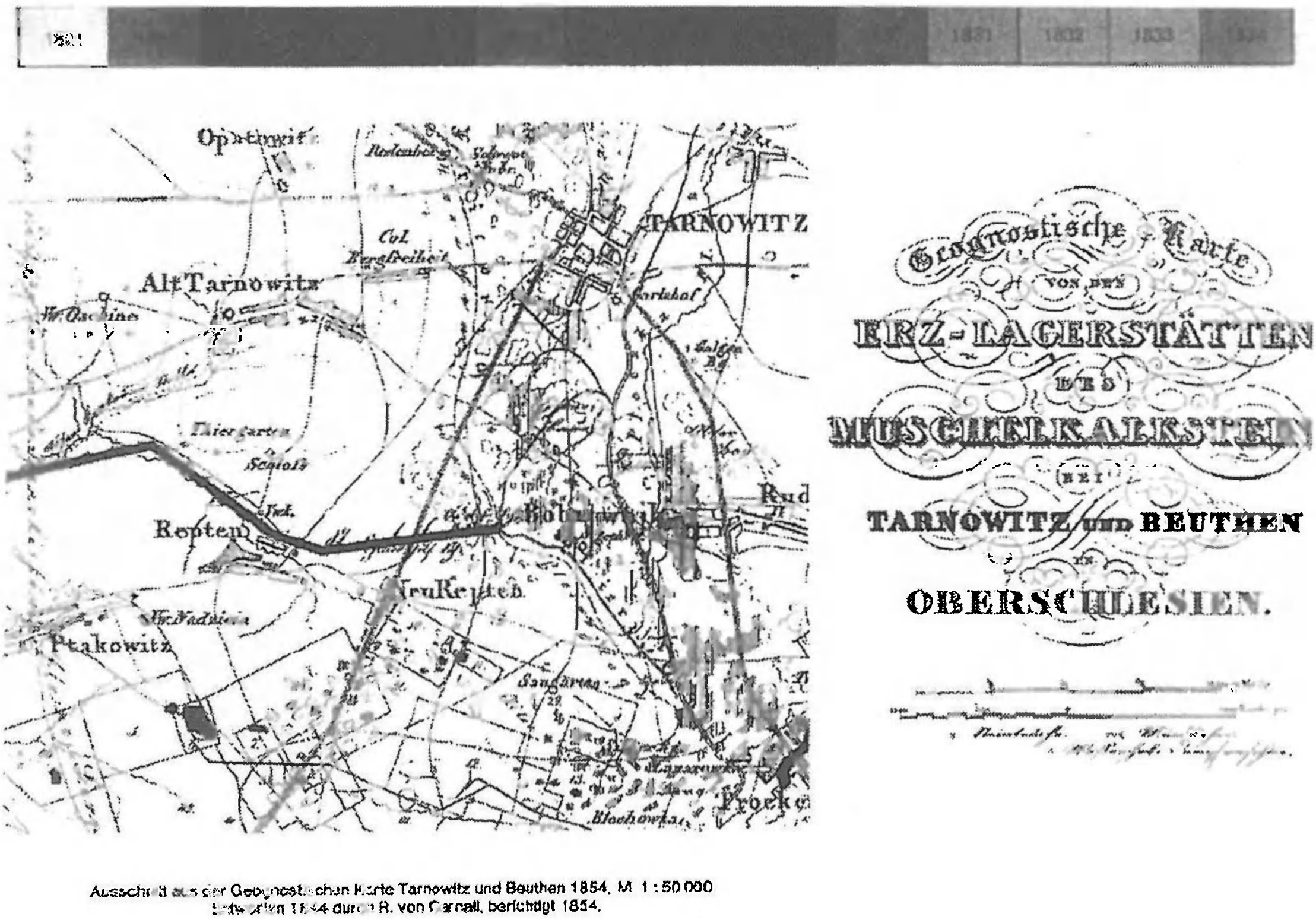
Dojazd w okolicè obu szybów jest dobrze oznakowany na drogach Tarnowskich Gór i znaki doprowadzą turystów do parkingów w okolice szybów sztolni oraz do drugiego pięknego obiektu podziemnego „Kopalni Zabytkowej Rud Srebronośnych", który został udostępniony zwiedzającym 5 września 1976 r. w 450 rocznicę nadania praw miejskich Tarnowskim Górom i jest obiektem bardziej reprezentacyjnym.

Ale powróćmy do sztolni. Dojście do szybów prowadzi drogami w parku, który obecnie jest parkiem krajobrazowym. To przepiękne położenie jeszcze bardziej dodaje uroku temu niepowtarzalnemu obiektowi turystycznemu. Szczegółowo park opisany jest w publikacji „Ostoje leśne w Starych Reptach" wydanej przez Urząd Miasta Tarnowskich Gór i Stowarzyszenie Miłośników Ziemi Tarnogórskiej. W eksploatacji sztolni dla celów turystycznych bywają trudne okresy, gdyż poziom wody w sztolni nie jest jednakowy.

Kilkakrotnie na przestrzeni lat 1988 do 1994 doszło do sytuacji prawie całkowitego zaniku dopływu wody i trzeba było budować tamy za szybami oraz doprowadzić wodę z powierzchni, aby przepływ był możliwy. W roku 2001 po zaprzestaniu pompowania wody pitnej do rurociągu z szybu „Staszic" przez GPW w Katowicach, oprócz dość ustabilizowanej wartości 20 000 m^3 wody na dobę, która napływa z ocalałych chodników GPW dołożyło około 15 tyś m^3 na dobę co znacznie podwyższyło poziom wody na sztolni, uniemożliwiając ruch turystyczny od 17 lipca do 21 listopada br. Po podniesieniu pomostów i pogłębieniu roznosu mogliśmy przywrócić ruch turystyczny.

Der Tiefe Friedrich-Stollen der Friedrichsgrube
Rekonstruktion der Auffahrung auf Grund des Berichtes Rudolf von Carnalls.





Ausschnitt aus der Geognostischen Karte Tarnowitz und Beuthen 1854, M 1 : 50 000
Entworfen 1854 durch R. von Carnall, berichtigt 1854.

Rys. 1. Mapa przedstawia przebieg „Głębokiej Sztolni Fryderyk" przekrojami szybów i okresów jej drążenia

Fig. 1. The map shows the route of the 'Deep Fryderyk adit', the cross-sections of its shafts and the periods of its digging

Co roku na początku marca lub w końcu lutego przez około 2 tygodnie sztolnia jest wyłączona z ruchu ze względu na prowadzone roboty konserwacyjno-remontowe.

Przez ponad 44 lata ruchu turystycznego sztolnię zwiedziło ponad 1 800 000 turystów, z tego dość spora grupa turystów zagranicznych ze wszystkich kontynentów naszego globu. Obecnie w ostatnich latach jest to około 50 tys. turystów rocznie.

Oczywiście można powiedzieć, że ruch turystyczny w Tarnowskich Górach zaczął się dużo wcześniej, gdyż po uruchomieniu pierwszej maszyny ogniowej w roku 1788 do Tarnowskich Gór zjechały, aby ją zobaczyć takie osobistości, jak: August II Mocny, August III, car Aleksander I, arcyksiężna Eleonora, Johann Wolfgang Goethe, Józef Wybicki, Julian Ursyn Niemcewicz i inni, a szczególnie ludzie parający się zawodowo górnictwem i odwadnianiem wyrobisk, których nazwisk trudno szukać w zapisach kronikarskich miasta.

Ruch turystyczny w Tarnowskich Górach jeszcze się powiększył, gdy został oddany do zwiedzanie drugi fragment podziemi tarnogórskich z wyrobiskami komorowymi, której fragment również przepływa się łodziami, choć nie w tak romantycznej scenerii. Natomiast gra światła i cienia w wyrobiskach komorowych to również niezapomniane przeżycie. Tym sposobem olbrzymi trud poprzednich pokoleń w wydobywaniu skarbów tej ziemi dzięki umiejętnością naszych przewodników możemy przekazać potomnym. Dzięki garstce entuzjastów społeczników i sprzyjających tym zamierzeniom władzach miasta i województwa obecnie podziemia służą poznaniu historii tej ziemi i wypoczynkowi.

Do wspaniałego wypoczynku i niezapomnianych wrażeń, jakie czekają na Państwa w tarnogórskich podziemiach namawia niżej podpisany.

Present day of the "Black Trout" adit

Abstract

The description presents a historical Sketch of the 'Black Trout' adit, the reasons for its construction and its adaptation for the tourist purposes. It invites all the visitors to an exciting trip round two tourist attractions 'the Black Trout' and the old Silver Ore mine and their underground tunnels and galleries.

Those people with a romantic nature and imagination are invited to visit the most fascinating and unique sites of the kind in Europe.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 789—796

Jerzy KOSMATY
Kustosz Muzeum Przemysłu i Techniki w Wałbrzychu
Rzeczoznawca Ministerstwa Kultury i Dziedzictwa Narodowego

Lisia Sztolnia jako jeden ze świadków rozwoju górnictwa wałbrzyskiego

Słowa kluczowe

Muzeum Przemysłu i Techniki – ordunek górniczy – sztolnia

Streszczenie

W referacie podano rys historii górnictwa węglowego w rejonie wałbrzyskim oraz Zakładu Górniczego „Julia", na terenie którego utworzono Muzeum Przemysłu i Techniki.

W 1791 rozpoczęto drążenie, a w 1794 oddano do ruchu sztolnię, w której węgiel spławiano łodziami. W tym czasie było to znaczącą zmianą technologii transportu. Inicjatorem takiego rozwiązania technicznego był Wilhelm Reden — ówczesny Dyrektor Wyższego Urzędu Górniczego we Wrocławiu. Warto zaznaczyć, że już wtedy sztolnia służyła również do celów turystycznych.

Lisia sztolnia drążona była do 1821 r. i osiągnęła długość 1593 m, natomiast chodnik nawigacyjny w końcowym okresie (1854 r.) osiągnął długość 2100 m. Sztolnię całkowicie otamowano w 1867 r.

Po ponad stu latach podjęto decyzję o jej renowacji i oddaniu do ruchu turystycznego.

W 1961 roku Lisia sztolnia została wpisana do rejestru zabytków.

W okresie od czerwca 2000 r. do lipca 2001 r. sztolnię udrożniono i wyremontowano na odcinku 1302 m. Wyremontowano również 33 m szybu „Sobótka", który wraz z Lisią sztolnią będzie tworzył jedną trasę turystyczną.

Dzięki dużemu wkładowi pracy pracowników Muzeum Przemysłu i Techniki, projektantów i wykonawców udało się odtworzyć w 75% pierwotny stan obudowy. Obecnie trwają prace nad adaptacją sztolni do ruchu turystycznego.

Po zakończeniu prac renowacyjnych Lisia sztolnia będzie jednym z ważniejszych zabytków techniki górniczej.

1. Rys historyczny górnictwa węglowego w rejonie wałbrzyskim

Udokumentowana historia górnictwa w tym rejonie trwała dokładnie 566 lat. Najstarszy archiwalny przekaz z 1434 r. informuje o wydobyciu węgla kamiennego w rejonie Nowej Rudy.

Początki eksploatacji węgla kamiennego w rejonie Wałbrzycha pochodzą z 1536 roku, a pierwsza wzmianka o istnieniu kopalni pochodzi z 1561 roku i dotyczy kopalni we wsi Biały Kamień (obecnie dzielnica Wałbrzycha). Z 1594 pochodzą informacje o wydobyciu węgla we wsiach Sobięcin, Biały Kamień i Stary Zdrój (obecnie dzielnice Wałbrzycha). Sprawy eksploatacji górniczej szybko zostały uregulowane odpowiednimi przepisami. Już w 1577 roku cesarz Rudolf II wydaje ordynację górniczą dla całego Śląska. W 1604 feudał Dipprand Czertyc wydaje ordynację górniczą, w której poświadcza istnienie kopalni w Białym Kamieniu, w 1769 roku władze pruskie ogłosiły nowe Zrewidowane Prawo Górnicze dla Księstwa Śląskiego i Hrabstwa Kłodzkiego, w którym podporządkowuje wszystkie kopalnie Wyższemu Urzędowi Górniczemu w Złotym Stoku.

Węgiel wałbrzyski był wykorzystywany w Wałbrzychu i okolicznych wsiach i miastach przez kowali, a także do celów opałowych. Niewielkie ilości węgla były wywożone furami do portu w Malczycach i dalej Odrą w inne rejony. Dopiero w drugiej połowie XIX w. następuje znaczny wzrost wydobycia węgla w związku z połączeniem w 1853 roku linią kolejową Wałbrzycha z Wrocławiem.

Należy wspomnieć, że wydobycie węgla i dysponowanie na miejscu energią spowodowało rozwój innych przemysłów np.: ceramiki (budowa słynnych fabryk: Kristera w 1831 roku i Tilscha w 1845 roku), koksownictwa (pierwsze koksownie w 1766 roku), przemysłu maszynowego (Huta Karol w 1820, fabryka drutu i lin w 1822 roku), włókienniczego (fabryka Albertich z 1818 roku), energetycznego.

Wysokie wydobycie węgla z niewielkimi spadkami w okresach kryzysów utrzymuje się do roku 1980. Od tego czasu następuje systematyczny spadek wydobycia. W 1990 roku Kopalnie Wałbrzyskie postawiono w stan likwidacji. Ostatnie kopalnie zlikwidowano w 1998 roku w Wałbrzychu, a w 2000 roku w Nowej Rudzie.

2. Rys historyczny Zakładu Górniczego „Julia" oraz Gwarectwa „Fuchs"

W 1770 roku kopalnie wsi Biały Kamień połączono w jedno gwarectwo o nazwie „Fuchs". W ramach tego gwarectwa funkcjonowała od 1791 r. „Lisia sztolnia". Do gwarectwa „Fuchs" dołączono w 1857 r. oraz 1860 r. następne małe kopalnie oraz następną sztolnię „Friedrich Wilhelm". Istotnym dla historii tego gwarectwa był rok 1865 kiedy to opracowano projekt kopalni głębinowej, który systematycznie realizowano wprowadzając nowoczesną, jak na ówczesne czasy, technikę. W 1867 r. oddano do użytku szyb „Julia", w 1874 r. szyb „Ida" (obecnie „Sobótka"), a w 1884 r. szyb „Dampf" z pięknymi architektonicznie, murowanymi wieżami wyciągowymi typu Malakow. Wraz z rozbudową kopalni i schodzeniem na coraz niższe poziomy budowano coraz wyższe wieże. W 1893 r. nad szybem „Julia", a w 1903 r. nad szybem „Sobótka" zabudowano stalowe wieże szybowe wkomponowując je w murowane wieże Malakow. W tym okresie wzbogacono infrastrukturę kopalni budując w 1888 r. sortownię węgla z mechanicznymi przesiewaczami, w 1872 r. warsztaty mechaniczne z ciesielnią, kuźnią i ślusarnią, w 1915 r. łaźnię łańcuszkową i lampiarnię, w 1910 r. elektrownię z 3 generatorami prądu i kompresorami. W 1911 r. zabudowano przy szybie „Julia" elektryczne maszyny wyciągowe z Huty Donesmarka w Zabrzu wraz z silnikami firmy Siemens- Schuckert z Berlina.

Poza terenem zakładu Górniczego „Julia" wybudowano też szereg obiektów górniczych, z których wymienię tylko te, które zachowały się do dziś. W 1860 r. wybudowano pierwszą

w Europie wieżę wyciągową typu Malakow na szybie „Wrangel" (obecnie „Wojciech"na byłej kopalni „Victoria"), a w 1864 r. na szybie „Teresa" (byłej kopalni „Thorez"). W 1888 roku wybudowano pierwszą stalową wieżę wyciągową o konstrukcji kratowej nitowanej na szybie „Tiefbau" (obecnie „Chwalibóg" na byłej kopalni „Thorez"), następnie wieże murowane typu Malakow wybudowane w 1890 r. na szybach „Siostrzanych". W 1923 r. wybudowano wieżę szybową żelbetową z maszyną wyciągową w głowicy wieży na szybie „Tytus" (byłej kopalni „Thorez"). W 1908 roku przy szybie „Erbstollen" (obecnie „Irena" byłej kopalni „Victoria") elektryczną maszynę wyciągową pracującą w układzie Leonardo-Ilgner.

3. Historia „Lisiej sztolni"

„Lisią sztolnię" zaczęto drążyć w 1791 r. w Lisim Wzgórzu na poz. +410 m n.p.m. Gdy sztolnia osiągnęła długość 655 m wstrzymano okresowo jej drążenie i przystąpiono do wykonywania chodników w węglu. We wrześniu 1794 r. spiętrzono wodę do wysokości 1 m poprzez budowę odpowiedniej przytamki. W dniu 18 września 1794 r. nastąpiło oficjalne otwarcie sztolni co upamiętniono kamienną tablicą z wykutym odpowiedniej treści napisem.

Drążenie „Lisiej sztolni", a szczególnie wprowadzenie w niej transportu węgla łodziami zainicjował hrabia Wilhelm Reden ówczesny Dyrektor Wyższego Urzędu Górniczego we Wrocławiu. Z taką metoda zetknął się w Górach Harzu, gdzie w kopalnich kruszcowych podobną sztolnię wykonano w latach 1777—1799 pod nadzorem jego brata Clausa Friedricha von Redena, oraz w czasie podróży specjalistycznej do Anglii.

Samo otwarcie sztolni miało charakter szczególnie uroczysty. W pierwszej łodzi do sztolni wpłynął Friedrich Wilhelm von Reden. Natomiast pierwsza wypływająca ze sztolni łódź była załadowana węglem. Sztolnię drążono nadal aż do 1821 roku. Łączna długość sztolni wynosiła 1593 m. Sztolnią udostępniono 12 pokładów węgla. Szerokość sztolni wynosiła do 2,7 m, a wysokość do 2,9 m. W odstępach co 300 m wyrobisko poszerzano do 3,8 m celem umożliwienia mijania się łodzi próżnych i pełnych. W czasie drążenia sztolni wykonywano w odległościach 100—200 m szybiki (zwane również świetlikami) celem poprawienia stanu wentylacji. Wejścia do szybików od strony sztolni są zamurowane, a same szybiki są zasypane.

W zależności od sytuacji geologiczno-górniczej stosowano obudowę murową kamienną (46%), obudowę drewnianą (17%), a w miejscach zwięzłych mocnych skał stropowych i ociosach obudowy nie stosowano (37%). Wyrobisko nawigacyjne (chodnikowe) w końcowym okresie (1854 r.) uzyskało długość 2100 m. Jeden cykl przepływu łodziami wykonywany był w czasie 3 godzin. Wydajność dobowa transportu wodnego wynosiła około 100 ton węgla na dobę. Celem sprawnego rozładunku węgla zbudowano przy wylocie sztolni basen wodny o powierzchni 650 m^2, w którym mieściło się 50 łodzi.

Na uwagę zasługuje fakt, że od początku istnienia sztolni udostępniano ją w celach turystycznych kuracjuszom z pobliskich kurortów : Stary Zdrój i Szczawno Zdrój. Z ważniejszych gości zwiedzających „Lisią sztolnię" należy wymienić parę królewską Frydrycha Wilhelma III z żoną Luizą (1801 r.), następnie w 1838 r. ich córkę Aleksandrę, ówczesną cesarzową Rosji żonę cara Mikołaja I . W 1816 r. sztolnię zwiedziła polska hrabina Izabela Czartoryska, która w pamiętnikach „Dyliżansem po Dolnym Śląsku" szczegółowo opisała wygląd sztolni, sposób jej zwiedzania oraz sposób przyjmowania gości.

Ze względu na zwiększone zapotrzebowanie na węgiel, po połączeniu w 1853 roku linią kolejową Wałbrzycha z Wrocławiem wodę ze sztolni spuszczono, zabudowano torowisko i wprowadzono wózki ciągnione przez konie. Zwiększono przez to wydajność transportu do 480 ton na dobę.

Po zgłębieniu szybu „Julia" w 1867 r. do poziomu sztolniowego i ciągnięciu węgla szybami sztolnia przestała pełnić rolę drogi transportowej. W 1867 roku sztolnie otamowano. W 1961 r. „Lisia sztolnia" została objęta ochroną przez wpisanie jej do rejestru zabytków jako dobro kultury za jej oryginalność, wiek i znaczenie w europejskiej historii górnictwa węglowego.

W 1995 r. dokonano penetracji sztolni w aspekcie jej adaptacji do celów turystycznych. Drożnych było 340 m. Na odcinku tym napotkano wykonane trzy komory w obudowie betonowej z szynami kolejowymi w stropie z datą produkcji 1934. Świadczy to o tym, że sztolnia była jednak otwierana i wykorzystywana do innych celów.

W okresie od 2.06.2000 do 3.07.2001 r. sztolnię udrożniono i wyremontowano. Obecnie odbywają się dalsze prace adaptacyjne.

4. Stan zachowania i renowacji „Lisiej sztolni"

Renowacja sztolni polegała na oczyszczeniu z nagromadzonego urobku opadłego ze stropu i ociosów oraz naniesionego przez wodę szlamu i materiału podsadzkowego. Łącznie wywieziono ze sztolni 3900 m^3 zbędnej masy.

Prace renowacyjne prowadzono równocześnie z dwóch stron na zbicie: od strony wlotu sztolni oraz od strony szybu „Sobótka". Renowacja polegała na remoncie starej obudowy i stawianiu nowej w miejscach, gdzie dotychczasowa obudowa była zupełnie zniszczona, szczególnie tam, gdzie była obudowa murowa z cegły, która została zupełnie zniszczona pod wpływem prawie 200 letniego działania wody i ciśnienia górotworu. Udało się jednak zachować kilka fragmentów obudowy murowej z cegły.

Łącznie w sztolni po renowacji występuje:

— oryginalna obudowa murowa z kamienia na odcinku 443,2 m (34,0%). Jej renowacja polegała na uzupełnieniu masą betonową szczelin oraz zakotwieniu zdeformowanych ociosów;
— na 359,8 m (27,6%) występują naturalne mocne, zwięzłe skały bez żadnej dodatkowej obudowy. Renowacja tych odcinków polegała na wykonaniu obrywki odspojonych okruchów skalnych oraz zakotwieniu do calizny większych brył skalnych;
— na odcinku 193,9 m (14,9%) zastosowano obudowę drewnianą z okrągłych stropnic, podpartych stojakami z odpowiednim olunkiem na wzór obudów stosowanych przed 200 laty;
— na odcinku 158,5 m (12,2%) zastosowano obudowę stalową prostokątną z szyn — podobna obudowa była stosowana w górnictwie na przełomie XIX i XX wieku;
— na odcinku 22,6 m (1,7%) zastosowano obudowę stalową typu TH stosowaną już w górnictwie węglowym w okresie międzywojennym;
— na odcinku 124,4 m (9,6%) zastosowano obudowę stalową typu ŁP i ŁS również stosowaną już w górnictwie węglowym w okresie międzywojennym.

Należy przyjąć, że utrzymanie 86,5% oryginalnego stanu obudowy jest niewątpliwie sukcesem osób kierujących renowacją tym bardziej, że pozostałe 13,5% obudowy stalowej nie jest

wprawdzie oryginalna, według stanu sztolni na rok 1794, ale jest też obudową o znaczeniu historycznym.

Łącznie długość udostępnionego odcinka „Lisiej sztolni", który poddano renowacji wynosi 1302,4 m. Szczegółowe pomiary geodezyjne wykazały, że na skutek eksploatacji niżej zalegających pokładów poziom „Lisiej sztolni" przy szybie „Sobótka" obniżył się o 2,97 m, przy wylocie sztolni o 2,84 m,a w punkcie odległym o 555 m od szybu „Sobótka" aż o 13,21 m.

W czasie renowacji odkryto wiele elementów architektury przemysłowej np.: wykute w skałach daty, cechy miernicze, wgłębienia do celów technicznych (przytamek, pomostów) oraz znaleziono kilkanaście eksponatów ruchomych (nosidło, kraty, groty do młotków, elementy szyn itp.).

Następnym etapem prac w „Lisiej sztolni" będzie jej adaptacja dla masowego ruchu turystycznego. Planuje się w tym etapie:

— adaptację pomieszczeń na szatnie, kasy, ubikacje i inne potrzebne dla obsługi turysty,
— przystosowanie spągu sztolni dla turystów przez jego odwodnienie i wysypanie żwirkiem,
— wykonanie koryta wodnego i łodzi dla turystów,
— opracowanie organizacji ruchu turystycznego podobnego do stosowanego 200 lat temu, skorygowanego przez obecne wymagania przepisów.

5. Stan zachowania obiektów Zakładu Górniczego „Julia"

„Lisia sztolnia" jest obiektem związanym historycznie i technicznie z Zakładem Górniczym „Julia" i dlatego celowym jest wykonanie krótkiego opisu obiektów całego zespołu architektoniczno-przemysłowego.

Po decyzji w 1990 roku o likwidacji górnictwa węglowego w Wałbrzychu podjęto działania na rzecz zachowania 500 letniej historii górnictwa wałbrzyskiego. Starania zostały zakończone utworzeniem przez Wojewodę Wałbrzyskiego w 1995 roku Oddziału Muzeum Przemysłu i Techniki przy Muzeum Okręgowym w Wałbrzychu. Gmina Wałbrzych przekazała w 1999 r. w użytkowanie Muzeum grunty, obiekty budowlane, maszyny i urządzenia na terenie Zakładu Górniczego „Julia" byłej Kopalni „Thorez". Łączna powierzchnia przekazanych gruntów wynosi 5,8 ha, kubatura obiektów 250 tys. m^3, powierzchnia użytkowa 26,2 tys. m^2 .

Zespół architektoniczno-przemysłowy Muzeum obejmuje kompletne zespoły: wydobywcze, przeróbcze, zabezpieczenia ruchu i socjalne. W zespole tym znajduje się 12 obiektów wpisanych do rejestru zabytków oraz 8 w wykazie zabytków Konserwatora Zabytków.

Muzeum współpracuje również z Wojewódzkim Konserwatorem Zabytków w zakresie opieki nad obiektami górniczymi znajdującymi poza terenem Muzeum.

W Muzeum zgromadzono kilkaset maszyn i urządzeń w tym 218 na Zakładzie Przeróbki Mechanicznej, co pozwala prześledzić pełny cykl technologiczny. Łącznie w Muzeum zgromadzono już, mimo krótkiego okresu działania, ponad 7 tys. pozycji inwentarzowych, w tym duże ilości map i starych dokumentów.

Większość obiektów, maszyn i urządzeń jest w bardzo złym stanie technicznym i wymaga pilnego zabezpieczenia przed dalszą dewastacją. Przy obecnym katastrofalnym stanie finansowym Muzeum, występują znaczne trudności z utrzymaniem właściwego stanu technicznego obiektów, maszyn i urządzeń.

6. Znaczenie zachowania Muzeum Przemysłu i Techniki, w tym „Lisiej sztolni", dla utrwalenia ponad 500 letniej historii górnictwa wałbrzyskiego i zachowania zabytków

Równolegle z pracami organizacyjnymi w Muzeum Przemysłu i Techniki prowadzono prace naukowo-badawcze na temat historii górnictwa wałbrzyskiego, oraz obiektów wchodzących w skład Muzeum Przemysłu i Techniki.

W 1996 r. zorganizowano w Wałbrzychu Międzynarodową Konferencję Naukową na temat *„Historyczne okręgi przemysłowe w okresie dezindustrializacji"*. W stwierdzeniach i wnioskach końcowych Konferencji napisano:

— Zespół architektoniczno-przemysłowy budowli likwidowanego Zakładu Górniczego „Julia", powstały w połowie XIX wieku, uznaje się za unikatowy w skali światowej, o dużych wartościach architektoniczno-przemysłowych.

— „Lisia sztolnia" oddana do użytku 18 września 1794 r., była pierwszą na kontynencie europejskim przystosowaną do transportu węgla w łodziach. Jest unikalnym w skali światowej zabytkiem o dużych wartościach historycznych.

W 1999 roku Muzeum wystąpiło do Fundacji Współpracy Niemiecko-Polskiej o współfinansowanie z Gminą Wałbrzych zadania inwestycyjnego „Renowacja XVIII-wiecznej Lisiej sztolni w Wałbrzychu". Wniosek wymagał opinii dwóch niezależnych ekspertów z państw Wspólnoty Europejskiej. Również ich opinie potwierdziły duże znaczenie „Lisiej sztolni" w europejskiej historii górnictwa. Napisano:

— „Uważam ten Kompleks górniczy za jedno z najbardziej znaczących miejsc tego rodzaju w Europie. Kompleksowość zabytków górnictwa może wykreować ten obiekt natury archeologii przemysłowej na atrakcję turystyczną o statusie europejskim" — Ian Walden, Dyrektor Muzeum Górniczego Black Country w Wielkiej Brytanii.

— Jest to zadanie mające na celu zachowanie kultury materialnej o europejskim i historycznym znaczeniu.

We wrześniu 2001 r. odbyła się następna międzynarodowa Konferencja nt.: „Lisia sztolnia w Wałbrzychu jako zabytek techniki europejskiego dziedzictwa kulturowego" w czasie której prof. R. Slotta — Dyrektor Muzeum Górniczego w Bochum — stwierdził, że „Lisia sztolnia" stanowi niezwykle ważny pomnik, który wyznacza początki kopalnictwa węgla kamiennego na Dolnym Śląsku i łącznie z rozległymi zakładami górniczymi kopalni „Thorez" tworzy zespół, który był w eksploatacji aż do momentu likwidacji tutejszego górnictwa węgla kamiennego. Ta wyjątkowa pozycja „Lisiej sztolni" i kopalni „Thorez" w górnictwie węgla kamiennego na Dolnym Śląsku oraz w Polsce i Europie wymaga bliższego, obszerniejszego zajęcia się tymi pomnikami".

Mając na uwadze znaczenie „Lisiej sztolni" i Zakładu Górniczego „Julia" dla historii europejskiego górnictwa węglowego i ponad 500-letnią historię tego górnictwa na Dolnym Śląsku Władze Gminy Wałbrzych, w miarę posiadanych możliwości finansowych i organizacyjnych, wspierają działalność Muzeum Przemysłu i Techniki w Wałbrzychu mającą na celu zachowanie obiektów górniczych jako pomników dziedzictwa kultury i techniki.

Literatura

[1] Slotta R., 2001: *Zabytkowe zakłady górnicze jako pomniki kultury ze szczególnym uwzględnieniem Lisiej sztolni w Wałbrzychu*, Muzeum Przemysłu i Techniki, Wałbrzych.
[2] Walden I., 1999: *Opinia. Muzeum Przemysłu i Techniki w Wałbrzychu.*
[3] Piątek E., Piątek Z., *Pierwsza spławna sztolnia w śląskim górnictwie węglowym*. Wiadomości Górnicze 5/76.
[4] Piątek E., Piątek Z., 1986: *Lisia sztolnia*. Kronika Wałbrzyska.
[5] *Wnioski z sympozjum „Historyczne okręgi przemysłowe w okresie dezindustrializacji"*, Muzeum Przemysłu i Techniki, 1996.

The Fox adit as one of the witnesses of Wałbrzych mining development

Abstract

The paper presents an outline of coal mining history in Wałbrzych Coal District and Julia mining plant where the Museum of Industry and Technology has been founded.

In 1791 the building of an adit for water transport of coal by boats was begun and in 1794 the adit was opened. Such a water transport system was a significant change in mining transportation engineering then. It was initiated by the then Director of State Mining Authority in Wrocław. The fact that the adit was also a tourist attraction is worth to be noted.

The Fox adit was built till 1821 when it was 1593 metres long. The navigation heading was 2100 metres long in 1854. The adit was completely insulated in 1867. Then a hundred years later the decision to renovate and use the adit in tourism was made.

In 1961 the Fox adit was written in the register of historical remains. From June 2000 to July 2001 1302 metres of the adit were opened and repaired as well as 33 metres of Sobótka shaft which will also belong to planned tourist route. The staff of the Museum of Industry and Technology, designers and contractors restored 75 per cent of the original lining. Now the adit is being adapted to tourism.

The Fox adit will be one of more important historical remains of mining engineering.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 797—806

Ewa MACKIEWICZ
Stowarzyszenie Zabytkowej Kopalni Ignacy w Rybniku Niewiadomiu

Ochrona zabytków techniki oraz propagowanie kultury i tradycji górniczej na przykładzie działalności Stowarzyszenia Zabytkowej Kopalni Ignacy w Rybniku Niewiadomiu

Słowa kluczowe

Zabytki techniki – zabytkowa kopalnia – tradycje górnicze

Streszczenie

Śląsk postrzegany jest jako swoiste zagłębie zabytków techniki. Prawdą jest, iż obecnie istnieje jeszcze wiele obiektów świadczących o historii śląskiego przemysłu, lecz stan ich zachowania pogarsza się w tempie zastraszającym. Brak świadomości społecznej w odniesieniu do wartości zabytków techniki również zbiera swoje żniwo w postaci dewastacji zabytkowych obiektów.

Chcąc przeciwdziałać takiemu postępowaniu i zachować od zniszczenia chociaż jedną zabytkową kopalnię w październiku 1999 r. powstało Stowarzyszenie Zabytkowej Kopalni „Ignacy" w Rybniku Niewiadomiu. Za cel postawiło sobie zabezpieczenie zabudowań kopalnianych i stworzenie w tym miejscu placówki muzealnej gromadzącej pamiątki kultury i tradycji górniczej związane zwłaszcza z tą właśnie kopalnią, która jest najstarszym zakładem wydobywczym na terenie miasta. Powstała ona w 1792 r., i od tego czasu nieustannie pracuje. Wielkim walorem tego obiektu są znajdujące się tu wyciągowe maszyny parowe, które od stu lat obsługują szyby „Ignacego".

Stowarzyszenie zajmuje się również propagowaniem kultury i tradycji górniczych, poprzez organizowanie zwiedzania zarówno powierzchni jak i dołu kopalni. Na uwagę zasługuje również program aktywizacji społecznej kierowany do byłych górników, który finansowany jest z brytyjskiego Funduszu Know-How, a także działalność adresowana do społeczności lokalnej.

„Dziś niektóre te miejsca, gdzie ongiś w ciągu stuleci kwitnęło życie i ruch, są zapomniane, często pogardzane. Ziemia rozpruta, poszarpana, wnętrzności jej potargane, leży podobna do bogacza ogołoconego i obdartego ze wszystkiego. Nieświadomi sądzą, że jest już wyczerpana

i nie przedstawia wartości, stąd lekceważenie jej..."[1] Tak w 1933 r. pisał Józef Piernikarczyk w przedmowie do „Historji górnictwa i hutnictwa na Górnym Śląsku". Wynika stąd, iż już w latach 30-tych widziano potrzebę podtrzymywania i ochrony tradycji górniczych na Śląsku. Jednakże od tego czasu nie podjęto zdecydowanych działań w tym zakresie. W chwili obecnej, kiedy to sytuacja górnictwa z dnia na dzień ulega pogorszeniu, bardzo ważne jest zainicjowanie ochrony zabytków techniki. Jest to zadanie niezwykle trudne ponieważ z zachowaniem tych obiektów wiążą się olbrzymie koszty. Dawna zabudowa kopalniana jest zazwyczaj w złym stanie technicznym, zakłady nie mają środków na inwestowanie w renowacje tych obiektów. Zabytkowe budynki nadal spełniające swe pierwotne zadania na terenach pracujących zakładów są jednak nadzorowane, w znacznie gorszej sytuacji są obiekty z kopalń przeznaczonych do likwidacji. Tam w zastraszającym tempie rozkradane jest wszystko, co można sprzedać. Bezmyślnie niszczone są elementy architektoniczne, wybijane okna, a nawet wyburzane ściany.

Po wyłączeniu z eksploatacji zakładów, lub ich części błyskawiczna ich dewastacja utrudnia, a czasami wręcz uniemożliwia wykorzystanie tych obiektów do innych celów. Przedłużająca się, nieuregulowana sytuacja prawno-własnościowa zniechęca potencjalnych inwestorów, którzy chcieliby nadać nowe funkcje dawnym budynkom.

Kolejną kwestia związaną z ochroną zabytków górniczych jest problem świadomości społecznej. Niepokojące jest, iż znaczna część społeczeństwa uważa zabytki techniki za bezwartościowe, a przecież jest to ważny element naszego dziedzictwa kulturowego. Innym zagrożeniem jest pogląd, że Śląsk jest swoistą skarbnicą tego typu obiektów, a więc nigdy ich nie zabraknie. Myślenie to jest błędne, ponieważ zmiany zachodzące w górnictwie wpływają na gwałtowny spadek liczby kopalń, a w pierwszej kolejności likwidowane są stare zakłady, w których wydobycie już dawno przestało być opłacalne. Jest to zjawisko zupełnie naturalne, którego nie można zatrzymać. Pozostawione samym sobie dawne kopalnie niszczeją z dnia na dzień. Potrzebny jest im nowy gospodarz.

Problem stanowi również estetyka tych miejsc. Ludzie uważają, że architektura przemysłowa ma znacznie mniejszą wartość, aniżeli architektura mieszczańska. Zdaje się, że nie zauważają oni wykończonych detalami architektonicznymi ścian, rustyk pod szczytami budynków, gdyż pokrywa je warstwa zanieczyszczeń. Olbrzymie, wielodzielne okna nie robią żadnego wrażenia, a przecież XIX-wieczna architektura przemysłowa była nie tylko funkcjonalna, ale także dekoracyjna.

Elementami, wartymi specjalnego nadzoru, są zabytkowe maszyny i urządzenia, niejednokrotnie nadal spełniające swe pierwotne funkcje. Nie można dopuścić, aby stuletnie, a nawet starsze, maszyny parowe sprzedane zostały na złom. Rozproszeniu ulegają również drobniejsze elementy wyposażenia górniczego. Większość śląskich placówek muzealnych posiada w zbiorach dawne narzędzia, lampki, hełmy, jednakże nie gromadzą one tych współczesnych, wychodzących właśnie z użycia. Jest to niepowtarzalna okazja zebrania dla potomnych, tego z czym my mamy do czynienia na co dzień.

Wraz z upadkiem górnictwa zanika bogata kultura górnicza. Likwidacja kolejnych zakładów wydobywczych pozostawia liczne rzesze ludzi bez pracy. Rozgoryczenie, marazm i poczucie beznadziei wkrada się w śląską społeczność. Dziś górnictwo nie jest postrzegane jako filar

1 J. Piernikarczyk, Historja górnictwa i hutnictwa na Górnym Śląsku, z. 1, s. 6.

gospodarczy kraju, raczej jak kula u nogi. Nie ma funduszy na działalność kopalni, a co dopiero na kultywowanie tradycji. Górnictwo i kultura górnicza chylą się ku upadkowi.

Na szczęście są ludzie, którym zależy na zachowaniu dla potomnych tradycji węglowych Śląska. Pragną oni ratować zabytkowe kopalnie i urządzenia służące wydobyciu węgla. Ludzie ci pamiętają o kulturze i tradycjach górniczych. Chcą zrobić coś, co uchroni dziedzictwo Górnego Śląska przed zapomnieniem.

W Rybniku znalazła się grupa osób o takich poglądach. 12 października 1999 r. w Sądzie Okręgowym w Katowicach zostało zarejestrowane **Stowarzyszenie Zabytkowej Kopalni „Ignacy" w Rybniku–Niewiadomiu**. Siedzibą **Stowarzyszenia** jest miasto Rybnik, a działalność obejmuje teren województwa śląskiego.[2] **Stowarzyszenie** działa w porozumieniu z władzami samorządowymi Rybnika oraz Rybnicką Spółką Węglową. **Stowarzyszenie** jest inicjatywą oddolną, która wyszła ze środowiska górniczego **KWK „Rydułtowy"** oraz lokalnych działaczy rozmiłowanych w tradycjach swego regionu. Członkowie **Stowarzyszenia** pragną uratować najstarszą kopalnię na terenie miasta.

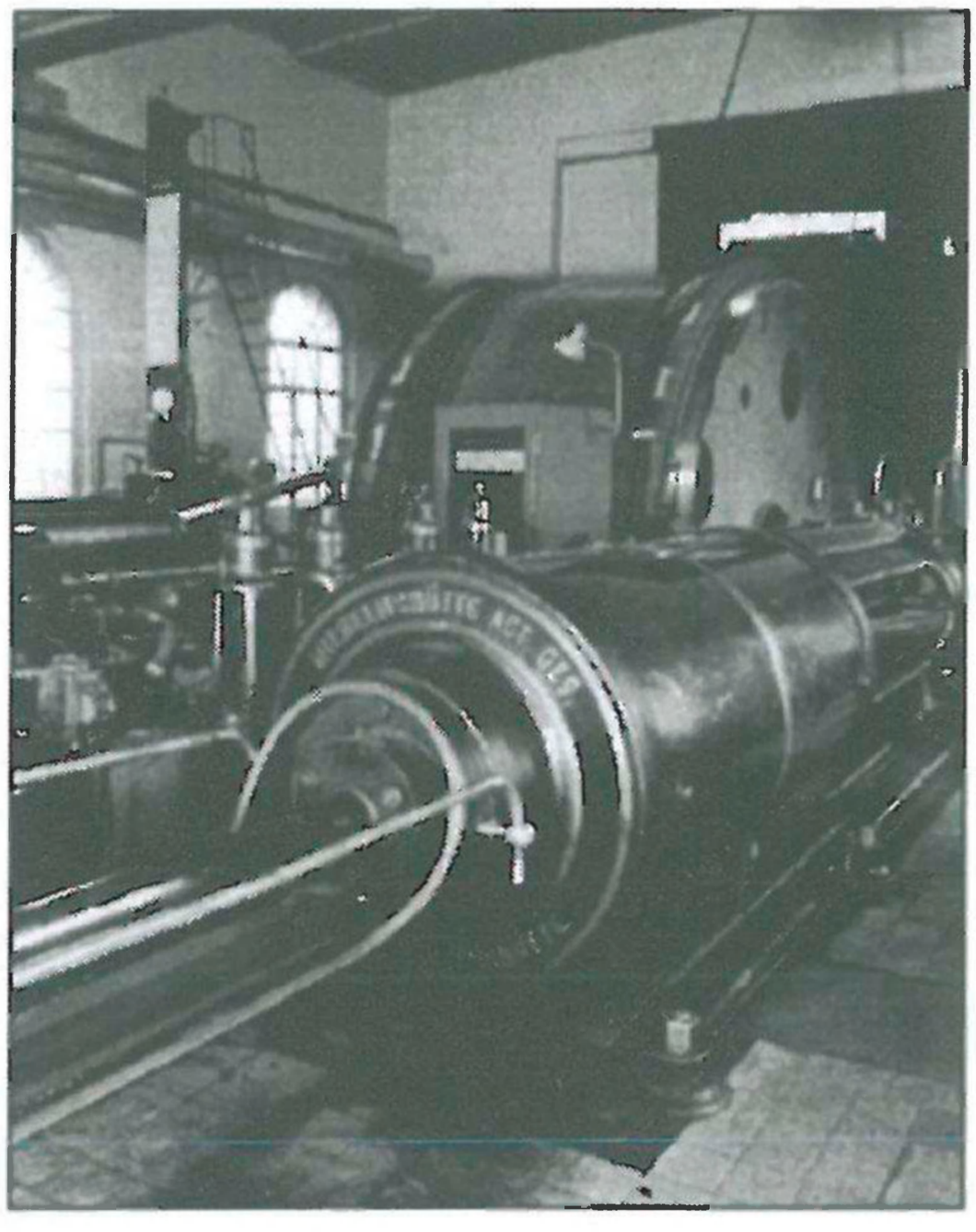


Fot. 1. Brama wjazdowa do kopalni, budynek magazynu

Phot. 1. Mine's gate, storehouse

Ziemia śląska, z racji swej zasobności w bogactwa naturalne, była eksploatowana już w VIII—VII w. p.n.e. W miarę postępu cywilizacyjnego techniki, wydobywania i przetwarzania surowców mineralnych ulegały stałemu unowocześnianiu. Tak jest do dnia dzisiejszego, czego przykładem jest chociażby ta konferencja. Przełom XVIII i XIX w. przyniósł ogromne zmiany technologiczne będące efektem rewolucji industrialnej. Powstało wówczas wiele kopalń i hut. Wprowadzono do użytku maszyny parowe znacznie ułatwiające prace.

2 Statut Stowarzyszenia Zabytkowej Kopalni "Ignacy", rozdz. I, § 2.



Fot. 2. Maszyna parowa wyciągowa szybu Głowacki

Phot. 2. Steam engine in Głowacki shaft

Na fali rewolucji przemysłowej w Rybniku powstała w **1792 r.** z inicjatywy Karola von Hoym pierwsza kopalnia na tym terenie, którą nazwano od jego nazwiska. W okolicy zaczęły powstawać kolejne zakłady, wiele z nich w późniejszym okresie zostało skonsolidowanych z **„Hoymgrubą"**, której nazwa podlegała licznym przekształceniom, chociaż podstawowym członem nadal było **„Hoym"**. Zmiany nastąpiły również w zakresie własności kopalni. W okresie międzywojennym kopalnia przeszła na własność skarbu państwa, a jej nazwę zmieniono na **„Ignacy"** na cześć ówczesnego prezydenta Rzeczpospolitej Polskiej Ignacego Mościckiego. Kolejną istotną datą jest rok 1968, kiedy to kopalnię **„Ignacy"**, w celu zwiększenia rentowności zakładu połączono z **KWK „Rydułtowy"**. Od tego czasu funkcjonowała jako **Ruch II**. Na skutek przemian polityczno-gospodarczych początku lat 90-tych, ze względów ekonomicznych prawie zaprzestano wydobycia na „Ignacym". Obecnie zakład ten pełni funkcję szybów peryferyjnych kopalni **„Rydułtowy"**. W ciągu ponad dwustu lat swego istnienia kopalnia nieprzerwanie pracowała, co jest faktem godnym odnotowania. Obecnie, w dobie restrukturyzacji górnictwa, **„Ignacy"** znalazł się na liście zakładów nierentownych, a więc przeznaczonych do likwidacji.

Zawiązanie się **Stowarzyszenia** daje szansę zachowania chociaż części dziedzictwa węglowego Ziemi Rybnickiej. Podstawą wszelkich działań mających na celu ochronę wspomnianego obiektu było przeprowadzenie odpowiednich ekspertyz przez służby konserwatorskie. W roku 2001 opracowano tzw. **„Białą kartę zabytku"**, na podstawie której możliwy jest wpis do **Ewidencji Zabytków**.

Jak już wspomniałam wyżej, kopalnia **„Ignacy"** jest zakładem o ponad dwustuletniej tradycji. Pierwotnie były to głównie płytkie szybiki i towarzyszące im drewniane zabudowania.

Rewolucja przemysłowa spowodowała gwałtowny rozwój kopalni, a także stosowanych technologii. Na przełomie XIX/XX w. rozbudowana została infrastruktura powierzchniowa umożliwiająca zwiększenie wydobycia. Powstały wówczas: budynek tzw. starej łaźni, cechownia, sztygarownia, magazyn oraz budynki nadszybi. Szyb Oppurg (obecnie Głowacki) wyposażony został w parową maszynę wyciągową, która nadal spełnia swoje zadanie.

Podstawowym założeniem **Stowarzyszenia** jest utworzenie muzeum tradycji górniczej Ziemi Rybnickiej. W tym celu rozpoczęto już prace remontowe wieży ciśnień oraz innych obiektów kopalnianych. Niestety prace te posuwają się bardzo wolno ze względu na duże koszty. W chwili obecnej remontowany jest budynek tzw. starej łaźni, w którym to powstać ma zaplecze dla obsługi zwiedzających kopalnię oraz ekspozycja obrazująca historię górnictwa, a także atrybuty kultury górniczej. Fundusze na powyższe prace wyasygnowane zostały z pieniędzy miejskich.

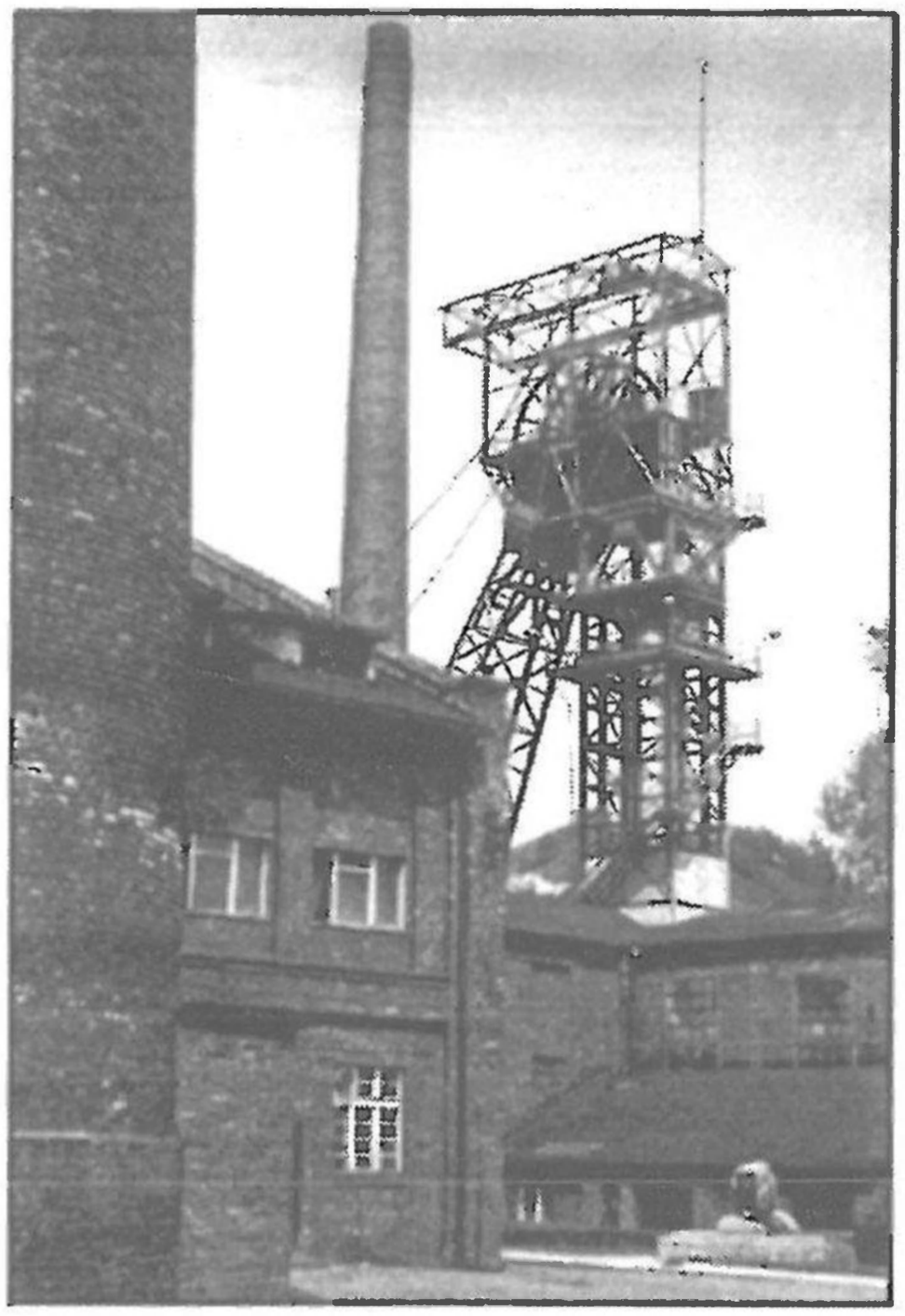
Kolejnym krokiem podjętym przez **Stowarzyszenie**, przy współudziale Urzędu Miasta, było zlecenie specjalistycznej firmie przygotowania **„Projektu koncepcyjnego rewitalizacji kopalni „Ignacy"**. Według przedstawionej koncepcji, kopalnia miałaby stać się swoistego rodzaju centrum kultury, a teren wokół niej powinien spełniać funkcje rekreacyjne. Realizacja tegoż projektu zależy jednakże od polityki samorządowej oraz dostępności środków finansowych.

Problemy związane z pracami rewitalizacyjnymi nie przeszkadzają jednak w prowadzeniu innych form działalności **Stowarzyszenia**. Jednym z głównych zadań jest działalność edukacyjna. Przejawia się ona w umożliwianiu grupom zorganizowanym zwiedzania zarówno zabudowy powierzchniowej, jak i podziemnych wyrobisk kopalnianych. Powierzchnię zwie-



Fot. 3. Szyb „Głowacki"

Phot. 3. "Głowacki" shaft



Fot. 4. Szyb „Kościuszko"

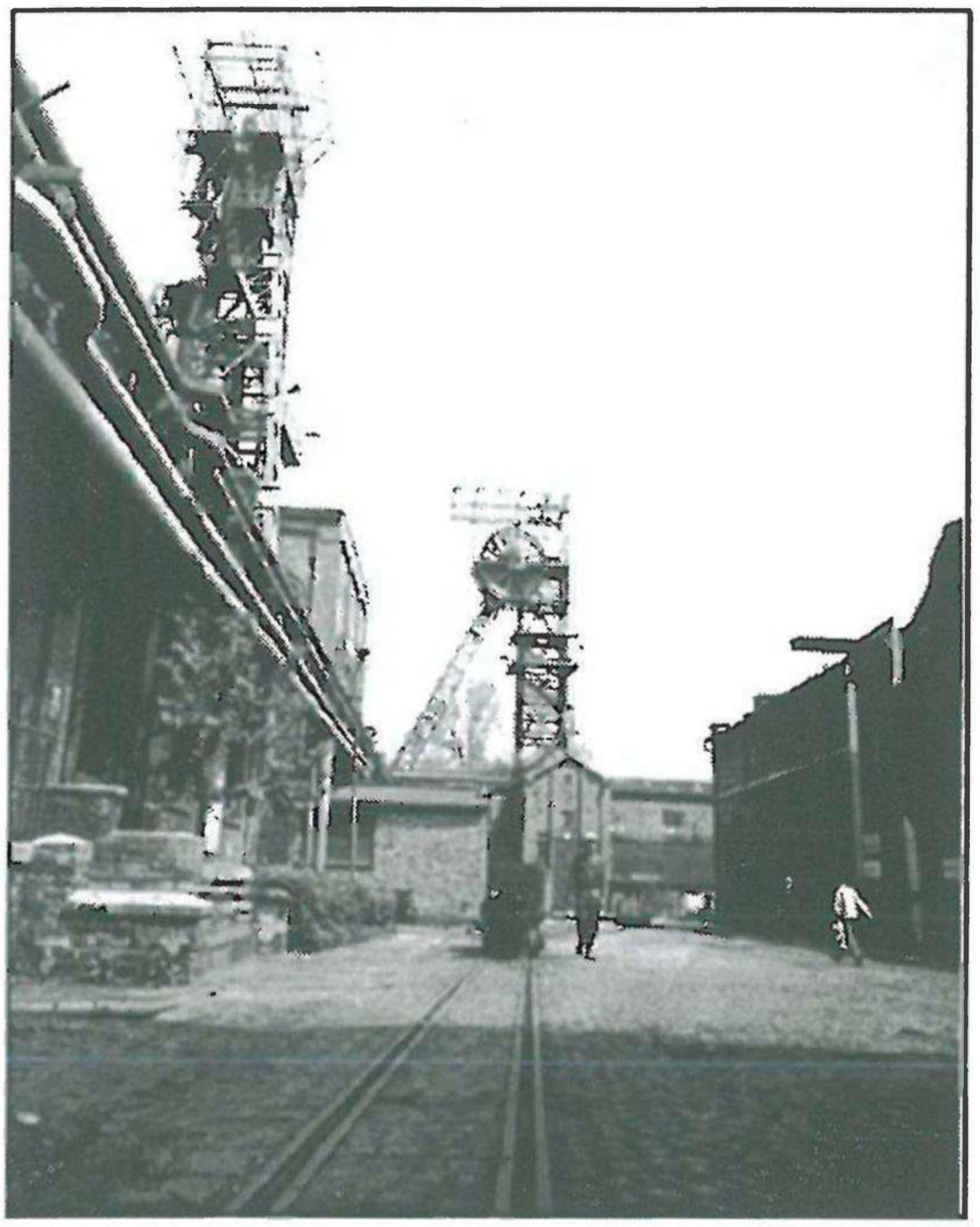
Phot. 4. "Kościuszko" shaft

dzać można raz w tygodniu, natomiast zjazdy na dół odbywają się raz w miesiącu, po uprzednim uzgodnieniu terminu. Poruszanie się po terenie kopalni wiąże się z koniecznością ubezpieczenia zwiedzających. Na miejscu wypisywane są polisy, za które płaci zwiedzający, ich cena zależy od tego czy zwiedzanie obejmuje podziemia, czy też nie. Zaznaczyć należy, że zwiedzający nie płacą za wstęp, lecz tylko i wyłącznie pokrywają koszty ubezpieczenia.

Z możliwości odwiedzenia kopalni skorzystało w 2000 r. **412** osób, z czego **200** zwiedzało wyrobiska. Z danych szacunkowych na rok 2001 wynika, iż liczba zwiedzających w tym roku podwoiła się. Wśród zwiedzających przeważali uczniowie okolicznych szkół. Nie brakowało również gości z innych regionów kraju, a także z Niemiec, Włoch, Francji, Litwy. Ważnym krokiem było zaproszenie, kierowane do przedstawicieli mediów, którzy wiosną 2000 r., w ramach podróży studyjnej organizowanej przez władze miejskie, a mającej na celu promocję turystyczną Ziemi Rybnickiej, odwiedzili podziemia kopalni.

Wielką rolę w funkcjonowaniu takiego obiektu odgrywa odpowiednia działalność promocyjno-informacyjna. Do tychże działań zaliczyć można wspomniany wyżej przyjazd dziennikarzy na kopalnię, który zaowocował licznymi informacjami prasowymi m.in. w Gazecie Wyborczej, Dzienniku Zachodnim, Trybunie Śląskiej oraz prasie lokalnej. W celach promocyjnych kopalni **Stowarzyszenie** wydało również kolorowy folder, komplet pocztówek oraz pamiątkowe bilety wstępu. Wydrukowane zostały także naklejki z logo **Stowarzyszenia**. Na skrzyżowaniach dróg dojazdowych do Niewiadomia pojawiły się kierunkowskazy do **Zabytkowej Kopalni Ignacy**.

Temat kopalni „Ignacy" pojawia się również w kilku wydawnictwach. Najobszerniej historię kopalni przedstawia monografia wydana przez dyrekcję kopalni **„Rydułtowy"** w dwustulecie



Fot. 5. Widok ogólny kopalni „Ignacy"

Phot. 5. View on "Ignacy" coalmine

jej istnienia.[3] Ostatnio przygotowaną książką jest praca poświęcona wyłącznie kopalni **„Ignacy"** pt. **„Dzieje kopalni Ignacy — Hoym (1792—1967)".**[4] Wzmianka o **„Ignacym"** jako atrakcji turystycznej regionu umieszczona została w przewodniku wydanym wraz z mapą przez Urząd Miasta Rybnika.

We wrześniu 2000 r. **Stowarzyszenie** zaprezentowało swoje plany i dokonania na sesji naukowej **Architektura przemysłowa i zabytki techniki na Śląsku w dobie restrukturyzacji** odbywającej się w Katowicach w ramach **VII Europejskich Dni Dziedzictwa**. Pokłosiem tej konferencji jest książka pod tym samym tytułem wydana przez **Centrum Dziedzictwa Kulturowego Górnego Śląska**.

Tematykę kopalni **„Ignacy"** zaprezentowano również na międzynarodowej konferencji dotyczącej dziedzictwa kulturowego jako podstawy rozwoju turystycznego danych regionów. Konferencja zorganizowana została przez trójmiejskie środowisko akademickie w czerwcu 2001 r. Wydane mają zostać materiały pokonferencyjne.

Niniejsza sesja jest więc już trzecią tego typu prezentacją dokonań **Stowarzyszenia** w zakresie rewitalizacji kompleksu kopalni w Niewiadomiu.

Bardzo istotną kwestią jest pozyskiwanie środków na realizacje planów związanych z działalnością społeczną **Stowarzyszenia**. W powyższej kategorii zadań mieszczą się zarówno działania edukacyjne wśród młodzieży, jak i praca z dawnymi pracownikami kopalni.

3 Kopalnia Węgla Kamiennego "Rydułtowy". Dwieście lat górnictwa węglowego w Rydułtowach i Niewiadomiu (1792—1992). Praca zbiorowa pod red. H. Roli, Śląski Instytut Naukowy, Katowice 1992.

4 Książka pani Marii Smołki Dzieje kopalni Ignacy — Hoym (1792—1967) dostępna od grudnia 2001 r.

Wiosną 2001 r. **Stowarzyszenie** wystąpiło z wnioskiem o przyznanie grantu do brytyjskiego funduszu **Know How.** Środki można było pozyskać w ramach akcji małych grantów, a tematem przewodnim było **Łagodzenie społecznych skutków restrukturyzacji górnictwa na Ziemi Rybnicko-Wodzisławskiej**. Przygotowany został projekt **„Gwarki z Hoymgruby"**, skierowany do byłych górników, w szczególności pracowników kopalni **„Ignacy"**.

Prowadzona w Polsce restrukturyzacja górnictwa skoncentrowała się głównie na likwidacji kopalń, zmianie przeznaczenia obiektów, maszyn i urządzeń. Zajęto się przede wszystkim sferą materialną i finansową zapominając, że górnictwo to także ludzie. Zbyt mało uwagi poświęcono przewidywaniu zmian społecznych, jakie wywoła drastyczne ograniczenie wydobycia węgla. W chwili obecnej, kiedy zawód górnika przestał być zawodem uprzywilejowanym (nie ma już książeczek górniczych, specjalnych sklepów, wczasów, pobytów w sanatoriach itp.), odczuwa się głębokie rozczarowanie, marazm wśród wieloletnich pracowników kopalń. Media natomiast kreują negatywny obraz górnictwa i samych górników.

Stowarzyszenie Zabytkowej Kopalni „Ignacy" powstało by chronić przed zniszczeniem najstarszą kopalnię rybnicką, która jest świadectwem kultury górniczej tego regionu. Czym jednak są same mury jeśli nie można ich połączyć z „duchem" ludzi, którzy tu przepracowali wiele lat. W swych założeniach **Stowarzyszenie** ma również punkty dotyczące działań na rzecz społeczności lokalnej. Wychodząc naprzeciw oczekiwaniom byłych pracowników kopalni, którzy interesują się jej dalszym losem, **Stowarzyszenie** pragnęło aktywizować społeczność tego środowiska i umocnić nadszarpniętą dumę zawodową tej grupy. Program Stowarzyszenia obejmował:

— Zapoznanie rodzin i znajomych byłych górników z charakterem pracy w górnictwie poprzez zorganizowanie dla nich zwiedzania powierzchni i podziemi kopalni — przewodnikami w myśl przyjętej zasady byli właśnie górnicy.
— Wzmocnienie więzi rodzinnych i koleżeńskich poprzez organizację festynów na terenie kopalni.
— Umocnienie tradycji górniczych poprzez organizację dorocznych spotkań gwarków, które dają nadal możliwości identyfikowania się z górniczą bracią.
— Zmianę sposobu postrzegania siebie w nowej roli społecznej poprzez warsztaty prowadzone przez psychologa.

Główną korzyścią płynącą z tego programu jest przeprowadzenie **„restrukturyzacji"** świadomości i psychiki byłych górników. W wyniku podjętych działań poprawie uległy stosunki rodzinne, koleżeńskie i sąsiedzkie, nastąpiła integracja tej społeczności. Zmieniło się również spojrzenie na własne wnętrze oraz stopień akceptacji zmian zachodzących w górnictwie. Zwrócono się do korzeni kultury śląskiej, a uczestniczenie w proponowanych działaniach stało się alternatywą wykorzystania wolnego czasu.

Wraz z dalszą restrukturyzacją nastąpi eskalacja problemu, co spowoduje zwiększenie zapotrzebowania na tego typu działania, które pozwolą ludziom bezpośrednio związanym z górnictwem łatwiej zaakceptować zachodzące zmiany. Kontynuacja tego projektu jest możliwa, ponieważ **Stowarzyszenie** wyposażone w odpowiedni zaplecze i sprzęt, który został zakupiony z pieniędzy otrzymanych na realizację projektu, będzie miało możliwość prowadzenia podobnych akcji. Działania w miarę możliwości będą rozszerzane poza grupę byłych górników z kopalni **„Ignacy"**, chcielibyśmy aby dawni pracownicy pozostałych kopalń naszego okręgu mieli również możliwość skorzystania z podobnej oferty. Mamy nadzieję, że „zrestruk-

turyzowani" górnicy, którzy odczuli dobroczynny wpływ tego programu, włączą się aktywnie w przygotowania kolejnych dla kolegów, którzy nie mieli okazji włączyć się do dotychczasowych przedsięwzięć.

Tematem tej sesji jest miejsce obiektów górniczych w krajobrazie i życiu Śląska. Na przykładzie działalności **Stowarzyszenia Zabytkowej Kopalni „Ignacy"** można uświadomić sobie jak wielką rolę w życiu społeczności lokalnych odgrywają zakłady, które przez lata utrzymywały kolejne pokolenia. Dla nas, ludzi wychowanych w tradycji górniczej Śląska, widok kopalnianych szybów, kominów i hałd jest integralną częścią rzeczywistości. Konieczność ochrony ciągle malejących zasobów dziedzictwa śląskiego jest nadal niewystarczająco uświadomiona.

Należy chronić to co jeszcze jest do uratowania, choć wielu ludzi uważa to za zbędne. Niektórzy mówią „Po co nam muzeum górnictwa, na Śląsku każdy ma dość słuchania o kopalniach i ich widoku.". Jest to błędne myślenie. W obecnej sytuacji nie można przewidzieć kiedy znikną kolejne zakłady. Może dojść do takiego momentu, w którym górnictwo będzie marginalną częścią śląskiej gospodarki. Może to mieć miejsce dopiero za kilkadziesiąt lat, ale już dziś musimy o tym myśleć. Proszę pomyśleć jaką wartość będzie wtedy miała maszyna parowa z 1900 r. Sami widzieliśmy jak postęp techniczny wpłynął na rozwój przemysłu węglowego. Praca stała się łatwiejsza gdy zamiast kilofem węgiel urabia się kombajnem. Za kilka, może kilkanaście lat być może prace wydobywcze będą prowadzić maszyny kierowane z powierzchni i nikt już nie będzie musiał zjeżdżać na dół, chyba że w celu naprawy lub konserwacji maszyn. Jaką odpowiedź uzyska za sto lat dziecko pytające kim był górnik? Co będzie lepsze, encyklopedyczna definicja czy lekcja muzealna na której nie tylko dowie się kim byli górnicy, ale także jak żyli i pracowali, jakich używali narzędzi? Jednakże, aby taka lekcja za sto lat mogła się odbyć, już dziś musimy chronić dziedzictwo kulturowe Śląska.

Literatura

[1] *Informator turystyczny,* Infomax, Katowice 2000.

[2] *Koncepcja utworzenia muzeum zabytkowej kopalni „Ignacy"*, Zarząd Stowarzyszenia Zabytkowej Kopalni „Ignacy", Rybnik–Niewiadom, marzec 2000.

[3] *Kopalnia Węgla Kamiennego „Rydułtowy". Dwieście lat górnictwa węglowego w Rydułtowach i Niewiadomiu (1792—1992).* praca zbiorowa pod red. H. Roli, Śląski Instytut Naukowy, Katowice 1992.

[4] Mackiewicz E., 2000: *Program wykorzystania zabytkowej kopalni „Ignacy" w Rybniku Niewiadomiu do celów poznawczych i rekreacyjnych.* W: *Architektura przemysłowa i zabytki techniki na Śląsku w dobie restrukturyzacji.*, Centrum Dziedzictwa Kulturowego Górnego Śląska, Katowice.

[5] Mackiewicz E., 2000: *Przystosowanie kompleksu zabytkowej kopalni „Ignacy" w Rybniku Niewiadomiu do celów turystycznych.* Maszynopis, Katowice.

[6] Piernikarczyk J., 1933: *Historja górnictwa i hutnictwa na Górnym Śląsku*. Katowice.

[7] Statut Stowarzyszenia Zabytkowej Kopalni „Ignacy".

The Historic "Ignacy" Coalmine Society in Rybnik Niewiadom

Abstract

Protection of technology monuments and dissemination of mining culture and tradition exemplified by the activities of the Historic "Ignacy" Coalmine Society in Rybnik Niewiadom.

Silesia is perceived as a specific technology monuments treasury. The fact is that there are still many structures showing the history of Silesian industry, but the condition of their preservation is getting worse and worse dramatically. Lack of social awareness about the value of technology monuments also reaps the result of devastation of historic structures.

To counteract such behaviour and to protect from destruction at least one historic coalmine, the Historic "Ignacy" Coalmine Society in Rybnik Niewiadom was founded in October 1999. Its aim was to protect the coalmine buildings against destruction and to create there a museum, which would be collecting mementos of mining culture and tradition, especially connected with this coalmine, which is the oldest one in the town. It was established in 1792 and has continuously been operating since then. Its great value is the existing here steam engines, which have been operating in "Ignacy" shafts for a hundred years.

The Society also deals with dissemination of mining culture and tradition by arranging visits both to the mine head and underground. It is worth pointing out the programme of social activating aimed at ex-miners and financed by the British Know-How Fund, and also activities directed to the local community.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 807—820

Tadeusz MIKOŚ
Katedra Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki
Akademi Górniczo-Hutniczej, Kraków

Idea integracji, zabezpieczania i ochrony zabytkowych kopalń europejskich

Słowa kluczowe

Geotechnika – budownictwo górnicze – ochrona zabytków górniczych – podziemne trasy turystyczne – zabytkowe kopalnie Europy

Streszczenie

Zabytkowe kopalnie podziemne w Europie stanowią wspólne naturalne dziedzictwo kultury materialnej, są zabytkami przyrody, historii i techniki. Idea ratowania zabezpieczania i adaptacji tych kopalń dla różnych celów jest treścią tego artykułu. Konieczne jest przyjęcie zasad zintegrowanej ochrony zabytkowych i historycznych kopalń Europy.

1. Wstęp

W Europie w ostatnich latach gwałtownie rośnie zapotrzebowanie na tzw. turystykę podziemną; rodzi się specyficzna moda na zwiedzanie tajemniczych, bądź „sentymentalnych" podziemi górniczych, które przyciągają ludzką wyobraźnię swoją tajemniczością, osobliwością, historią bądź osobistymi wspomnieniami.

Zwiedzanie podziemi zaspakaja naturalną potrzebę poznania, uruchamia wyobraźnię, dostarcza nieznanych wrażeń i przeżyć, uczy historii i szacunku do całego pokolenia górników.

Europejskie podziemia górnicze mają swoje tajemnice, unikatową technikę, legendarnych i tajemniczych dawnych właścicieli.

Zabytkowe kopalnie Europy stanowią wspólne dziedzictwo kultury materialnej, są zabytkami przyrody, historii, techniki — niezależnie czy taki status mają nadany formalnie.

Nasz kontynent jest wyjątkowy, jeśli chodzi o ilość i różnorodność zachowanych kopalń. Doceniając ich wartość historyczną i zabytkową, a także turystyczną, rekreacyjną i sanatoryjną powstało wiele cennych inicjatyw, organizacji i ruchów społecznych mających na celu ich poszukiwanie, inwentaryzację, zabezpieczenie i udostępnienie szerokiej publiczności.

Od wielu lat kraje Europy „odchodzą" od górnictwa; likwidowane są kopalnie i całe rejony górnicze. Pod zabudowę i infrastrukturę budowlaną przeznaczane są coraz większe powierz-

chnie terenu, likwiduje się przy tym średniowieczne, a często jeszcze starsze zabytkowe kopalnie, którym przecież Europa tak wiele zawdzięcza.

Zabezpieczanie i ochrona podziemnych zabytków Europy będących na przestrzeni wieków obiektami kultury technicznej i materialnej wielu państw i narodów wymusza konieczność międzynarodowego, kompleksowego i naukowego podejścia do problemów ich ratowania.

Już od czasów średniowiecza z pożogach licznych wojen i rewolucji w trakcie niekończących się wędrówek wielu ludów ówczesne kopalnie Europy podupadały, były okresowo opuszczane lub celowo niszczone. Na przestrzeni wielu wieków ginęła większość materialnego dorobku górniczego dawnych cywilizacji.

Prawidłowością rejonów górniczych Europy było to, że po pewnym czasie przychodzili kolejni poszukiwacze i eksploatatorzy, którzy na nowo wydobywali kruszce, przeważnie zacierając ślady działalności górniczej swoich poprzedników. W Europie istnieje również wiele rejonów starego kopalnictwa kruszców i soli, gdzie dotąd można znaleźć nawarstwione ślady wielowiekowej działalności wydobywczej.

W przeciwieństwie do miast czy osad wznoszonych na powierzchni „jedne na drugich" co umożliwia odkrycie w fundamentach nowszych budowli pozostałości poprzednich — stare wyrobiska górnicze podlegały w ciągu setek lat odmiennym procesom. Były one kolejno przeszukiwane i równocześnie poszerzane podczas eksploatacji w kierunku „z góry na dół". Powodowało to z biegiem lat prawie zupełną ich degradację. Proces ten tłumaczy się tym, że średniowieczne i wcześniejsze górnictwo kruszconośne Europy obejmowało głównie płytkie, przypowierzchniowe partie złoża. Tam też zakładano sztolnie i szybiki, wykonywano chodniki i komory. W okresie tym nie odwadniano wyrobisk, a wydobycie ograniczało się na ogół do poziomów leżących powyżej wód gruntowych (w późniejszych czasach w miarę wzrostu głębokości zaczęto wykonywać sztolnie odwadniające).

Z upływem lat, w miarę wzrostu gęstości zaludnienia Europy zwiększano wydobycie rud i soli. Odbywało się to poprzez stosowanie materiałów strzelniczych i zakładanie sąsiednich kopalń. W krótkim czasie objętość wybranych złóż znacznie wzrosła. Wzrósł również zasięg oddziaływania wybranej przestrzeni w kierunku poziomym i pionowym. W obrębie tego zasięgu znalazły się stare, płytko usytuowane wyrobiska wykonywane niegdyś w zwietrzałym górotworze, które ulegały zawałom; stąd dramatycznie zmalała ilość reliktów starego górnictwa Europy. Z każdym rokiem jest ich coraz mniej.

Od wielu lat w programach nauczania Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie pojawiają się zagadnienia ochrony obiektów zabytkowych. Na Wydziale Górniczym AGH otwarto nową specjalność „Geotechnika w Rewaloryzacji Zabytków". Studia prowadzone w ramach tej specjalności zmierzają do przywrócenia zabytkowym obiektom dawnych wartości użytkowych lub nadania im nowych funkcji (Tajduś i in. 2000)

Uważam, że najważniejszym zadaniem dla istniejących i adaptowanych w przyszłości zabytkowych kopalń Europy jest dokładne ich rozeznanie, zabezpieczenie i profesjonalne kompleksowe przygotowanie. Powyższe problemy zostały szeroko omówione na zakończonej niedawno (21—22 września 2001 r.) Konferencji Naukowo-Technicznej pt. **„Zabezpieczanie i rewitalizacja podziemnych obiektów zabytkowych"** (Konferencja ... 2001).

2. Początki górnictwa i czasy średniowiecza w Europie

Niezwykle bogate, ale też często i tragiczne były dzieje europejskiego górnictwa od jego prapoczątków.

Pomijając pozyskiwanie i obróbkę kamienia do narzędzi górniczych znaną już w epoce neolitycznej, wielu badaczy historii dziejów górnictwa uważa, że nasi europejscy przodkowie byli już górnikami kilkanaście tysięcy lat temu. Z neolitu pochodzą kopalnie krzemienia, nefrytu, obsydianu czy serpentynu wydobywające surowiec do wyrobu siekier, radeł, toporów bojowych. Z tego okresu datuje się też ślady górniczego pozyskiwania soli i rud metali szlachetnych.

Pochodzący znad Bałtyku i kurpiowskich lasów bursztyn znajdowany był przez archeologów w jaskiniach Moraw, Francji a nawet Hiszpanii wraz z narzędziami pochodzącymi z neolitu.

Z okresu neolitycznego zachowało się w Europie w stanie oryginalnym kilka reliktowych zabytków sztuki górniczej w historycznym krajobrazie kulturowym. W Polsce z czasów neolitycznych pochodzą kopalnie krzemienia pasiastego w Krzemionkach k/Ostrowca Świętokrzyskiego. Jest to unikalny obiekt górniczy, a o wyjątkowości tej prakopalni świadczy również doskonały stan zachowania podziemnych wyrobisk górniczych.

Architektura podziemi zachowana do naszych czasów w stanie prawie nie naruszonym i ich zasięg poziomy daje wyobrażenie o skali eksploatacji wydobywanych wówczas konkrecji krzemienia pasiastego. Wyrabiane z niego siekiery „eksportowano" w kierunku północnym aż do Rugii i po Karpaty a nawet na Morawy na południu. Docierały one również nad Łabę.

Wydobycie żelaza i kopalnictwo kruszców oraz soli w późniejszych wiekach wymagało wykonywania odmiennych wyrobisk w zależności od funkcji jaką te wyrobiska miały do spełnienia w procesie wydobywczym. Różnorodność wyrobisk górniczych i przestrzenne rozmieszczenie ich w górotworze stwarzało konieczność zapewnienia bezpieczeństwa przebywającym pod ziemią pragórnikom. Sytuacja taka powodowała ciągły rozwój technik wydobywczych i stymulowała postęp techniczny.

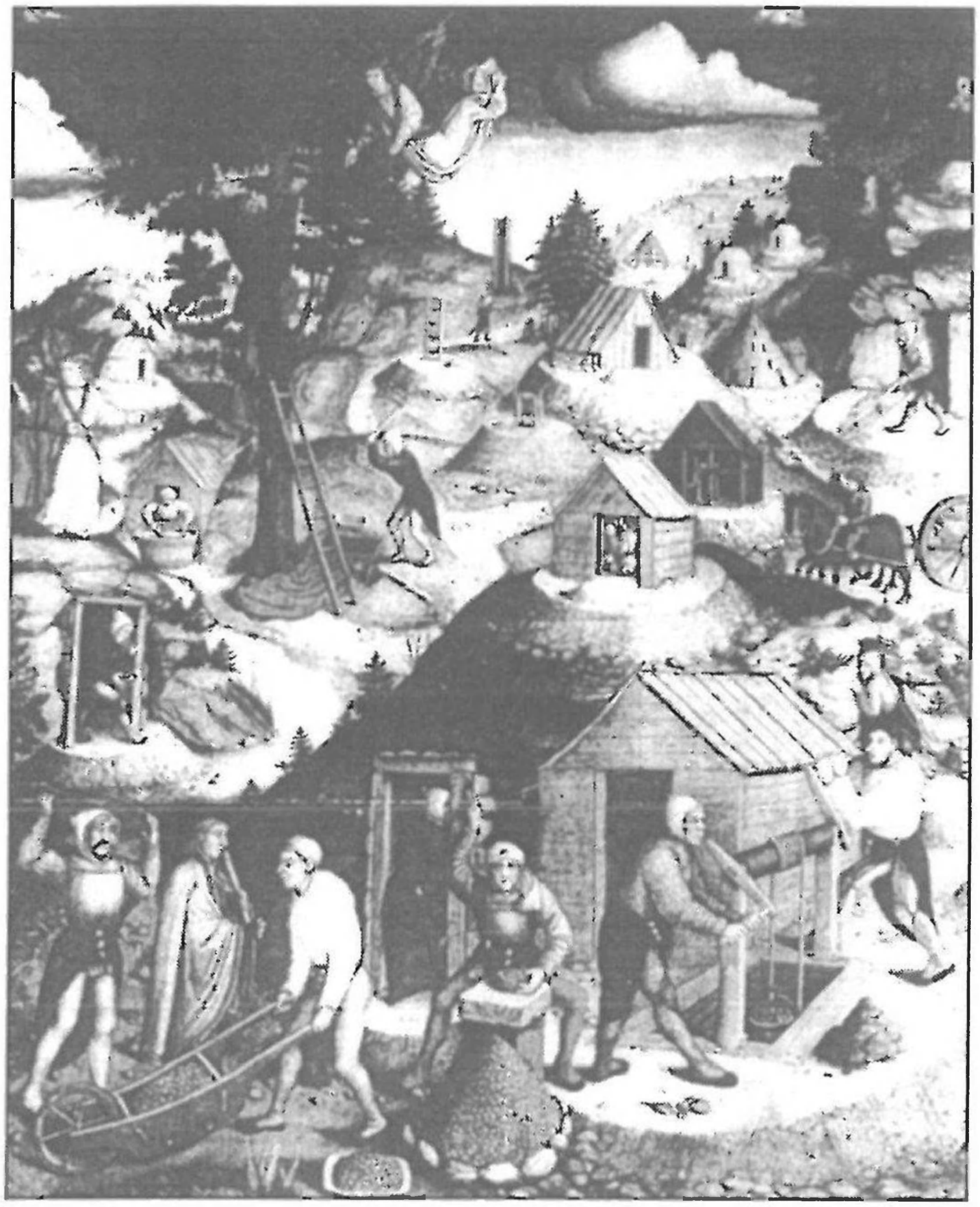
Pozyskiwanie surowców było też powodem niezliczonej ilości katastrof, w wyniku których na przestrzeni wieków straciło życie setki tysięcy górników.

Średniowieczni poszukiwacze i górnicy europejscy nie byli związani ze swoim miejscem pracy. Z częstych wzmianek kronikarskich wynika, że przykładowo na terenie Polski pracowali górnicy czescy, sascy czy walońscy, a polscy kopacze wędrowali do Europy Zachodniej. Wędrówki te stanowiły wówczas jedyną drogę skutecznej wymiany myśli technicznej i początki górniczej integracji w Europie. Wiele jest przykładów na podobieństwo sposobów eksploatacji na terenie Śląska, Czech, Słowacji, Gór Kruszcowych czy rejonu Łużyc.

We wszystkich tych rejonach wysoki poziom górnictwa Europa zawdzięcza wyłącznie wysoko wykwalifikowanym i dobrze zorganizowanym fachowcom, pracującym bez przerwy przez całe pokolenia. Syn dziedziczył po ojcu jego umiejętności, tajemnice zawodowe i przekazywał je swoim następcom.

Górnicy europejscy zorganizowani w gwarectwa wspólnie ponosili koszty poszukiwań i inwestycji górniczych związanych z eksploatacją, wspólnie też pracowali i solidarnie dzielili między siebie urobek i zyski. Byli zatem prekursorami europejskich przedsiębiorstw.

Pragórnicy, kopacze, gwarkowie, górnicy przez wieki eksploatowali często to samo złoże, by po pewnym czasie opuścić je, czy zlikwidować kopalnię. Skończyły się górnicze dzieje i bogactwo niejednego europejskiego regionu czy miasta.



Rys. 1. Praca w średniowiecznej kopalni wg obrazu H. Hesse, 1521
(reprodukcja z książki H. Wilsdorfa „Kulturgeschichte des Bergbaus")

Fig. 1. Work in medieval mine as shown on the painting of H. Hesse, 152
(reproduced from the book "Kulturgeschichte des Bergbaus" by H. Wilsdorf)

Częste zmiany granic w historii Europy powodowały, że właścicielami kopalń stawały się różne państwa i narody. W Polsce istnieje dotąd wiele nieczynnych już kopalń, które na przestrzeni wieków należały również do kilku państw. Najlepiej może ilustrują to dzieje nieczynnej, tysiącletniej kopalni złota i arsenu w Złotym Stoku (Dolny Śląsk). Jest to najstarszy ośrodek górniczo-hutniczy w Polsce i jeden z najstarszych w Europie. Miejscowość ta była najpierw osadą górniczą, a następnie typowym miastem górniczym tego rejonu pogranicza, które na przestrzeni wieków należało do różnych właścicieli (Mikoś 1999, Szczyrk).

Dzieje Złotego Stoku były tak zmienne jak zmienne były burzliwe losy tej części Europy, a historia miasta była zawsze ściśle związana z rozwojem górnictwa złota, a potem arsenu.

Właścicielami i udziałowcami kopalń na przestrzeni dziejów byli różnej narodowości książęta, szlachta, kupcy, przemysłowcy, ale również i samo miasto. Na złocie i arsenie bogacili się książęta piastowscy, królowie czescy i węgierscy, jak też cesarze niemieccy i austriaccy.

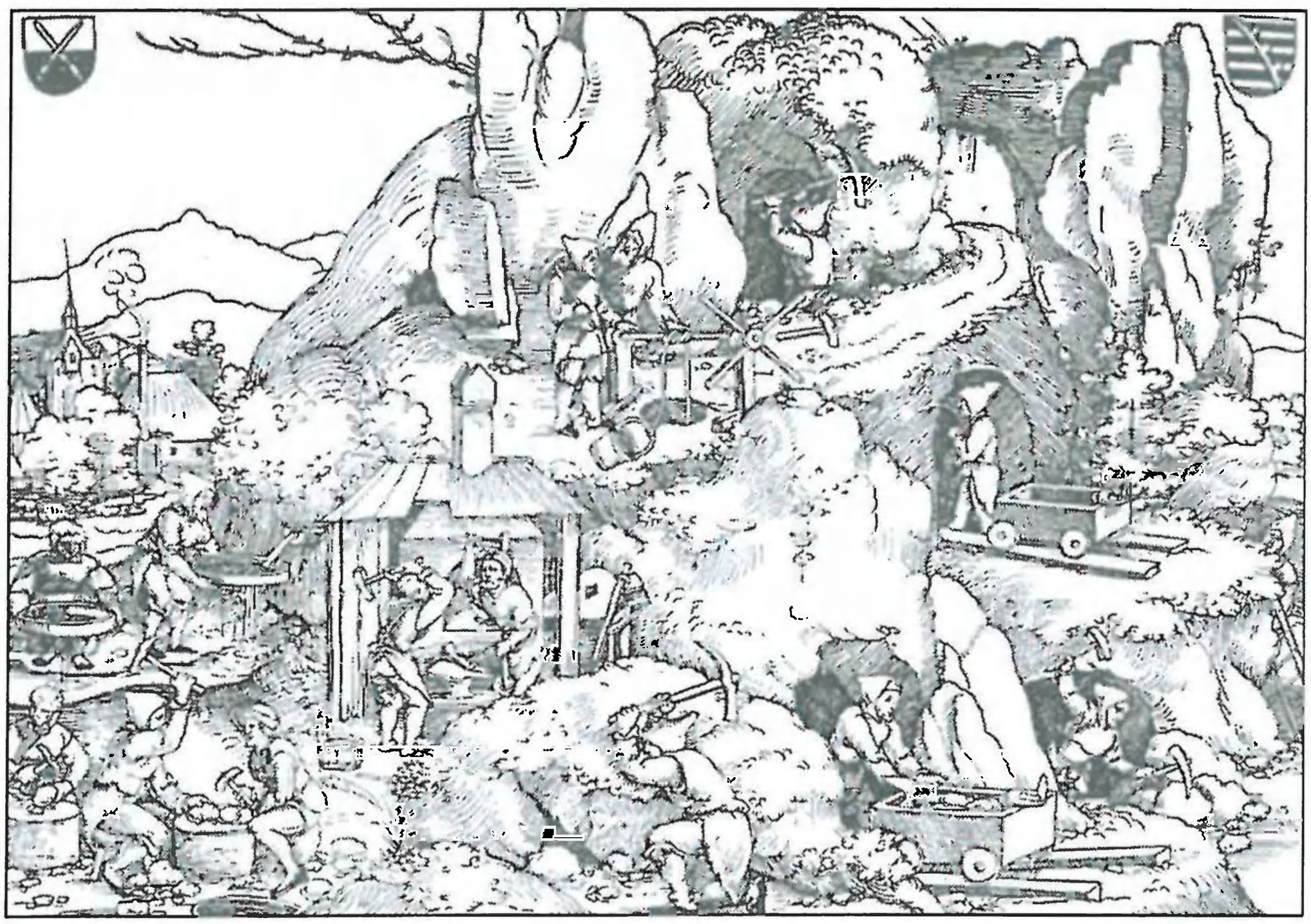
W ciągu setek lat historii zmieniały się również nazwy Złotego Stoku. Według kronikarzy niemieckich najstarsza nazwa miasta Złoty Stok brzmiała GROSENA, mająca według nich

etymologiczny związek z nazwą Goldstadt (Złote Miasto). Z kolei badacze czescy uważają, że nazwa GROSENA ma słowackie pochodzenie oznaczające Grodziszcze, gród. (Znaleziska dokonane w okresie I wojny światowej przy wylocie Sztolni Gertrudy wskazywałyby na podjęcie prac górniczych już w VII i VIII wieku prawdopodobnie przez Serbów łużyckich, którzy wcześniej zajmowali się wydobywaniem w Słowacji srebrnonośnych rud miedzi. Stąd ma się wywodzić słowackie pochodzenie nazwy GROSENA).

Badacze niemieccy podają również, że począwszy od 933 roku pierwsi germańscy (lub frankońscy) poszukiwacze złota miejscowość tę nazywali RYCHSTEYN i stąd wzięła się późniejsza nazwa REICHENSTEIN (bogaty kamień). W 1945 roku REICHENSTEIN zmienił nazwę na RÓWNE, a dopiero w 1946 roku utrwaliła się obecna nazwa ZŁOTY STOK.

W kronikach czeskich przez setki lat Złoty Stok znany jest pod nazwą RYCHLEBY związaną chyba z wymienioną nazwą RYCHSTEYN (dotąd jeszcze czeskie pasmo Gór Złotych nosi nazwę Rychlebskych Hor) (Mikoś 1999).

Polska posiada wiele podobnych starych kopalń lub ich fragmentów o równie burzliwej historii. Rejon polsko-czeskiego pogranicza na Dolnym Śląsku od niepamiętnych czasów należał do największych złotonośnych obszarów górniczych Europy. Pod względem geologicznym stanowi on brzeżną strefę złotonośnego masywu czeskiego. Po obu stronach obecnej granicy złoto występowało zarówno w postaci złóż pierwotnych (w skałach związłych) jak i wtórnych (w skałach okruchowych i sedymentacyjnych).

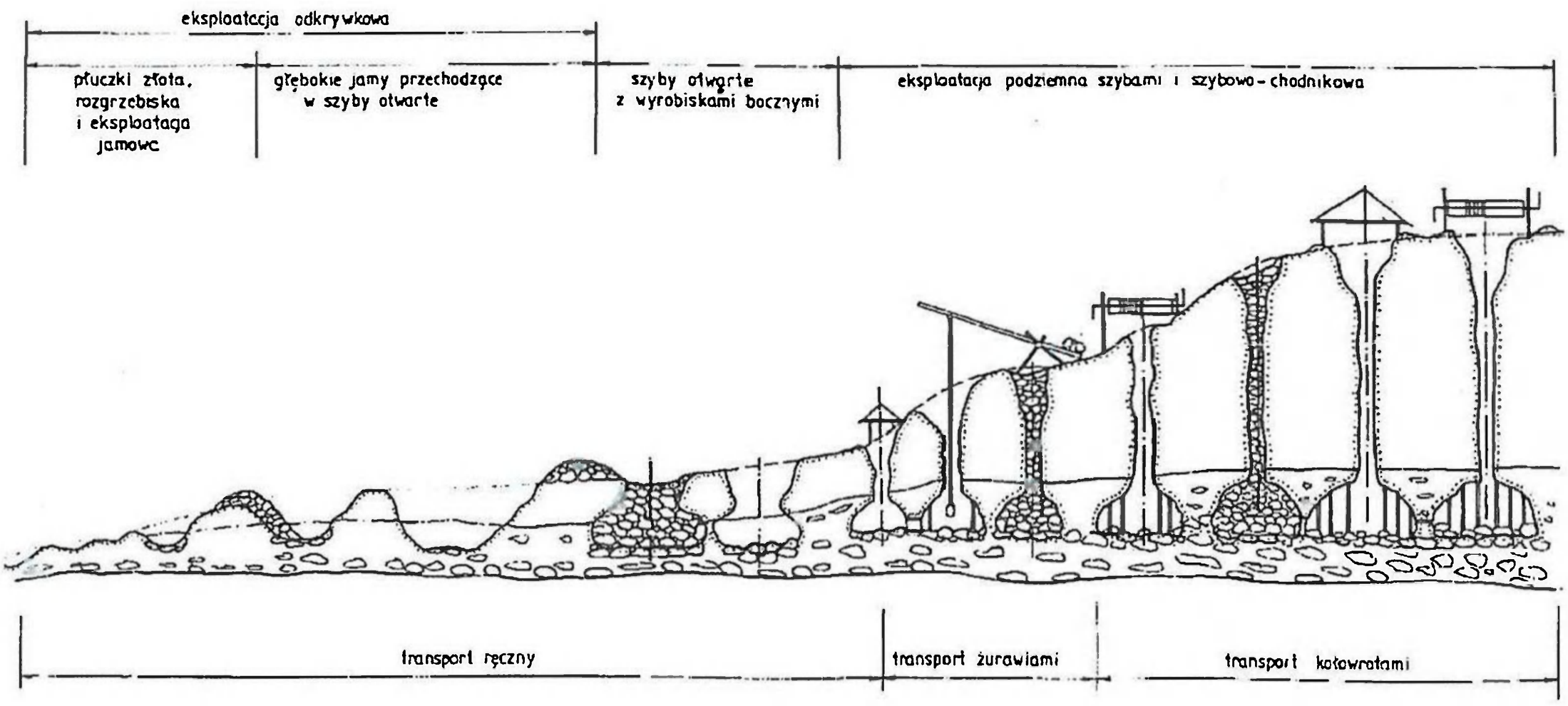


Rys. 2. Obraz ze scenami średniowiecznego górnictwa rud z ołtarza Św. Anny w Annabergu (Niemcy), 1521 (reprodukcja z książki H. Wilsdorfa „Kulturgeschichte des Bergbaus")

Fig. 2. Drawing showing the scenes of medieval mining from the St. Anne's altar in Annaberg (Germany), 1521 (reproduced from the book "Kulturgeschichte des Bergbaus" by H. Wilsdorf)

Od czasów prehistorycznych aż po średniowiecze rozwój eksploatacji złota w tej części Europy miał miejsce na terenie Czech. Na zasadzie naczyń połączonych wiązał się zawsze z rozwojem wydobycia tego kruszcu na Dolnym Śląsku i Niemczech.

W rejonie Gluchołaz i Zlatých Hor po neolitycznym okresie eksploatacji a następnie po celtyckim, zamieszkujące te tereny plemiona słowiańskie prowadziły powierzchniowe płukanie złota. Równocześnie jednak zapoczątkowały charakterystyczne dla nich wybieranie stosując tzw. miękką eksploatację. W tym celu w „miękkich" skałach okruchowych, osadowych, sedymentacyjnych) drążono miękkie szyby i stosowano oryginalne metody technologiczne wydobycia, transportu i uzysku złota (Mikoś 2001). Pokazuje go schemat na rysunku 3.



Rys. 3. Schemat eksploatacji złota w okolicach Głuchołaz na przestrzeni wieków (wg Mikoś 2001)

Fig. 3. Diagram of gold mining in the region of Głuchołazy throughout the ages (after Mikoś 2001)

Przedstawiony sposób „miękkiej eksploatacji" utworów złotonośnych jest unikalny w świecie. Jak pisał J.Volkett w swoim „Zbiorze wiadomości o śląskich kopalniach" (1775): „... w XVII wieku, kiedy weszło się na mury obronne Głuchołaz zobaczyć można z nich było stojące jeden za drugim żurawie szybów górniczych ...". Kopalnie te już nie istnieją po obu stronach polsko-czeskiej granicy państwowej, choć o ich obecności świadczą choćby powtarzające się dotąd zapadliska terenu mające związek z dawnymi XVI-wiecznymi dziedzicznymi sztolniami odwadniającymi (Fajklewicz i in. 2001). W ramach istniejącego na pograniczu polsko-czeskim Euroregionu PRADZIAD powstał międzynarodowy projekt zagospodarowania pozostawionych przez pokolenia górników reliktów dawnego kopalnictwa złota. W tym tez celu założono po stronie czeskiej Fundację Górniczo-Geologiczną (MGN), której celem jest inwentaryzacja, ochrona i prezentacja obiektów związanych z historycznym górnictwem rejonu Jesenika (Mikoś 2001).

3. Zabytkowe kopalnie Europy wspólnym dziedzictwem kultury materialnej

Jest kilka zaledwie kopalń w Europie, które są zabytkami dóbr kultury i z tego względu zostały wpisane na Listę Światowego Dziedzictwa Kulturalnego i Naturalnego (Vademecum... 1997). Wykaz tych kopalni pokazano w tabeli 1.

Tabela 1. Zabytkowe kopalnie Europy wpisane na Listę Światowego Dziedzictwa Kulturalnego i Naturalnego wg informacji Centrum Światowego Dziedzictwa UNESCO (Vademecum ... 1997)

Table 1. European historical mines registered in the World Cultural and Historical Heritage of UNESCO (Vademecum, 1997)

Lp.	Nazwa kopalni	Kraj	Rok wpisu	Nazwa miejsca wpisu	Oznaczenie	Uzasadnienie
1.	Kopalnia Soli w Wieliczce	Polska	1978	Kopalnie Soli w Wieliczce	K IV	Złoża soli w Wieliczce – Bochni są wydobywane bez przerwy od XIII w. Znajdują się na dziewięciu poziomach i obejmują 300 km galerii, w których stoją wyrzeźbione w soli ołtarze, posagi i inne dzieła sztuki, a także urządzenia techniczne użytkowane w przeszłości do eksploatacji soli.
2.	Kopalnia Soli w Arc-et-Senans	Francja	1982	Królewskie Żupy Soine w Arc-et-Senans	K I, II, IV	Królewskie Żupy Solne w Arc-et-Senans, w pobliżu Besançon, są dziełem Claudea Nicolasa Ledoux. Ich budowę rozpoczęto w 1775 r. za czasów Ludwika XVI.
3.	Kopalnie metali w Rammelsbergu	Niemcy	1992	Kopalnie w Rammelsbergu i zabytkowe miasto Goslar	K I, IV	Usytuowane w pobliżu Kopalń Rammelsbergu miasto Goslar rozwijało się z powodu dostępu do bogatych złóż metali. Od X do XII wieku Goslar był rezydencją Cesarską
4.	Kopalnie metali w Banskej Štiawnicy	Słowacja	1993	Banská Štiawnica	K IV, V	W ciągu wieków miasto odwiedziło wielu inżynierów i naukowców, którzy przyczynili się do jego sławy. Dawny średniowieczny ośrodek kopalniczy posiada wiele śladów działalności wydobywczej i metalurgicznej.
5.	Kopalnie srebra Kutna Hora	Czechy	1995	Kutna Hora – Zabytkowe Centrum miasta z kościołem Świętej Barbary i Katedra NMP z Sedlec	K II, IV	Miasto powstałe w wyniku ekspioatacji kopalń srebra stało się w XIV wieku miastem królewskim.
6.	Kopalnie soli w Hallstatt	Austria	1997	Krajobraz Kulturowy Hallstatt-Dachstein/ Salzkammergut	K III, IV	Złoża soli eksploatowano już od II tysiąclecia B.C. Intensywna eksploatacja miała miejsce w epoce żelaza stąd pierwszy okres w Europie nosi nazwę halsztacki, (od cmentarzyska, które odkryto niedaleko kopalni).
7.	Kopalnie złota w Las Medulas		1997	Las Medulas	K I, II, III, IV	W I w. Cesarstwo Rzymskie rozpoczęło eksploatację pokładów złotonośnych w płn-zach. regionie Hiszpani, stosując technikę hydrauliczną. Po dwustu latach eksploatacji Rzymianie wycofali się pozostawiając zdewastowany krajobraz. Powstały po nich spektakularne ślady dawnej, wyjątkowej techniki.

Kilkanaście zabytkowych kopalń (wśród nich Neolityczne Kopalnie Krzemienia w Krzemionkach oraz średniowieczna Żupa Solna w Bochni) starają się o wpis na w/w Listę.

Oprócz kopalń wymienionych w Tabeli 1 istnieje wiele kopalń prowadzących działalność leczniczą.

Uznanie Kopalni Soli „Bochnia" za pomnik historii w 2000 roku oraz prowadzona na szeroką skalę działalność uzdrowiskowa i turystyczna otwiera drogę do nadania temu górniczemu miastu statusu uzdrowiska.

Ciekawa jest historia zagospodarowania solnych ośrodków warzelniczych.

Nie licząc ośrodków warzelniczych i kopalń odkrywkowych w Cardonie w Hiszpanii i w Castrogiovanni na Sycylii oraz w Marmaroszu na terenie obecnej Rumuni, po których już dzisiaj nie ma prawie śladu — do najstarszych kopalni podziemnych głębinowych w Europie zaliczyć należy chronologicznie:

1. Kopalnie w Hallstatt i Hallein-Altrausee — 1147 r.
2. Bad Ischl w Alpach austriackich — 1211 r.
3. Kopalnia Soli w Bochni — 1251 r.
4. Kopalnia Soli w Wieliczce — 1290 r.

Biorąc pod uwagę, że 5 wymienionych kopalń jest od dawna nieczynnych, a jedynie można je zwiedzać, kopalnia bocheńska jest obecnie najstarszą, choć będącą w likwidacji, nieprzerwanie czynną kopalnię soli w Europie, co podnosi jej walor historyczny.

W Europie podejmowane są od lat sześćdziesiątych wysiłki uznania za pomniki historii, zupełnie szczątkowych elementów ośrodków warzelniczych jak np. jedynego źródła solnego po nieistniejącej salinie w Luneburgu, która od 956 roku zaopatrywała Skandynawię i Śląsk, zanim z tego rynku nie wyparła jej sól bocheńska. Słynna ongiś salina w Arc-et-Senans w prowincji Franch-Comte we wschodniej Francji, chociaż nigdy nie była kopalnią głębinową, zlikwidowana w 1843 roku, została odrestaurowana w 1968 roku i jest obecnie pomnikiem techniki o międzynarodowym znaczeniu.

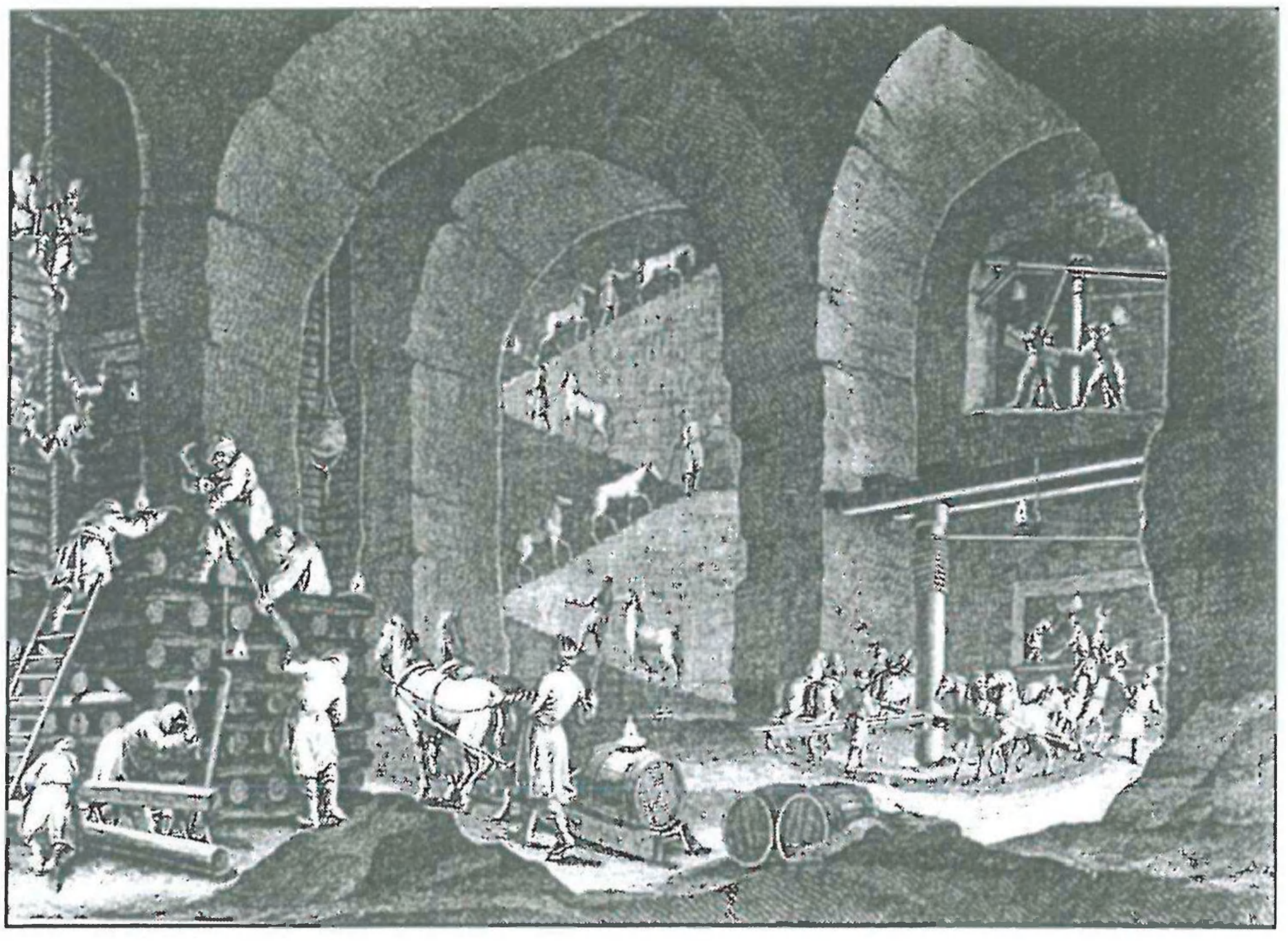
To samo dotyczy także saliny w Halle, a nawet tężni solankowych z XIX wieku w Bad Durrenburg, Kosel, Sulza, Salzungen i Sulye w Niemczech, które już od kilkunastu lat są pomnikami historii.

W Europie istnieją od szeregu lat podobne obiekty prowadzące z kolei działalność leczniczo-sanatoryjną np.:

1) od 1842 — Kopalnia Złota w Bad Gasten (Niemcy),
2) od 1871 — Stalaktytowa Jaskinia Monsummano (Włochy),
3) od 1955 — Kopalnia Soli w Salceman (Austria),
4) od 1955 — Jaskinia Slovenski Kras (Słowacja),
5) od 1958 — Kopalnia Soli w Wieliczce,
6) od 1978 — Jaskinia Biełaja (Gruzja),
7) od 1979 — Jaskinia Magura (Bułgaria).

Lista uzdrowisk europejskich wykorzystujących mikroklimat nieczynnych wyrobisk górniczych jest długa i obejmuje wiele krajów. Ciągle też powstają kolejne uzdrowiska podziemne i podziemno-naziemne, które są przykładem nowej funkcji nieczynnych kopalń (Konferencja... 2001).

Wiele europejskich kopalń jest autentycznymi zabytkami dóbr kultury i zasługują na ochronę, ale tylko w nielicznych utworzono Podziemne Trasy Turystyczne, muzea techniki górniczej,



Rys. 4. Przekrój przestrzenny kopalni wielickiej wykonany w 1917 roku przez J.G. Borlacha

Fig. 4. 3D cross-section of the Wieliczka mine, made in 1917 by J.G. Borlach

lub zagospodarowano je w inny, nowoczesny sposób. Są one chronione podlegając nadzorowi Urzędów Górniczych, Urzędów Samorządowych, czy służb konserwatorskich.

Ogromna jednak liczba starych kopalń nadal jest niezagospodarowana, lub bezmyślnie dewastowana. W wielu europejskich krajach nie istnieją nawet podstawy prawne zabezpieczenia tych reliktów dawnego górnictwa. Brak jest również konsekwentnego przestrzegania prawidłowej ochrony tych obiektów podziemnych (Mikoś, Tajduś 2000).

4. Europejskie organizacje ochrony zabytków podziemnych

W 1994 r. powstała we Francji organizacja o enigmatycznie brzmiącej nazwie HADES. Nazwę tę tworzą inicjały francuskich słów: Historie — Architecture — Decouverte — Etude — Sauvegarde (Historia — Architektura — Odkrycie — Badanie — Ochrona). Organizacja ta jest naukowym, międzynarodowym stowarzyszeniem zajmującym się badaniem i ochrona zabytków podziemnych. Mając status komitetu Naukowego przy Międzynarodowej Radzie ds. zabytków ICOMOS (Intenational Council on Monuments and Sites), HADES ma też pełne poparcie Wydziału Światowego Dziedzictwa Kulturowego UNESCO.

Twórcą tej organizacji był Polak mieszkający we Francji — dr Jacek Rerwerski, który jeszcze przed oficjalną rejestracja HADES-u, podczas rekonesansowej wizyty w naszym kraju w 1993 r. zaproponował utworzenia podobnego towarzystwa także w Polsce.

Stowarzyszenie HADES-Polska zostało utworzone w 1998 r. (Lorenc, Mikoś 2001).

W działalności swojej HADES-Polska ma na celu profesjonalne opracowywanie kompleksowej dokumentacji naukowej, technicznej i planów skutecznego zabezpieczenia przed zniszczeniem lub ponownego zagospodarowania wielu zabytkowych obiektów architektury podziemnej. Udostępnienie niektórych z nich do zwiedzania w istotny sposób wzbogaci ofertę turystyczną naszego kraju, co nie pozostaje bez znaczenia na drodze postępującego otwarcia Polski dla coraz większej rzeszy gości ze Zjednoczonej Europy.

Pracownicy naukowi Wydziału Górniczego AGH współpracują z Towarzystwem Ochrony zabytków Podziemnych „HADES — Polska". Dotyczy to zwłaszcza Katedry Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki, z której część pracowników należy do Towarzystwa Ochrony Zabytków Podziemnych HADES.

Działalność tę mamy zamiar prowadzić w ścisłej współpracy z ICOMOS oraz UNESCO.

W naszym kraju od 1997 roku działa również Stowarzyszenie Podziemnych Tras Turystycznych Polski zrzeszające użytkowników i właścicieli podziemnych obiektów i tras turystycznych (Konferencja ... 2001).

W ramach programu Unii Europejskiej „Ecos Ouverture" w latach 1999—2001 wykonywany był dwuletni projekt dotyczący waloryzacji starych kopalń „Val-Min" (Matriały... 2001). W projekcie uczestniczyło 4 partnerów z różnych krajów europejskich, przy czym dwóch z nich pochodziło z krajów członkowskich Unii Europejskiej (Grecja i Hiszpania), natomiast pozostali (Polska i Bułgaria) z krajów starających się o członkostwo. Oprócz celów nadrzędnych dotyczących starych kopalń Europy każdy z partnerów wykonywał programy indywidualne, mające przynieść bezpośrednią korzyść w swoim regionie. Poszczególni współ wykonawcy realizowali następujące cele:

1. Lavrion (Grecja). Przekształcenie antycznych kopalń srebra w centrum atrakcji kulturalnej i turystycznej z równoczesnym połączeniem ich ze starożytnym Teatrem Thorakisa.

2. Cardona (Hiszpania). Dostosowanie starych kopalń soli i solnej góry do ciągu turystycznego miasta i zamku.

3. Płowdiw (Bułgaria). Ograniczenie zanieczyszczeń środowiska spowodowanego eksploatacją kopalń węgla i zakładów ołowiu i cynku wraz z rewaloryzacją kompleksu parkowo-sportowego w mieście.

4. Wieliczka — Zwiększenie atrakcyjności turystycznej miasta i kopalni soli poprzez prezentację neolitycznych tradycji solowarstwa, zmianę tras turystycznych itd. (Materiały... 2001).

Powołanie na Wydziale Górniczym AGH na kierunku Budownictwo specjalności GEOTECHNIKA W REWALORYZACJI ZABYTKÓW, która min. zajmuje się problemami udostępniania, adaptacji i eksploatacji naziemnych i podziemnych obiektów, korzystnie wpływa, na podniesienie bezpieczeństwa już istniejących i oddawanych w przyszłości obiektów.

Podobną tendencję daje się zauważyć u naszych południowych sąsiadów, gdzie zostały nawet powołane wyspecjalizowane zespoły zrzeszające specjalistów, np. w Fundacji Górniczo-Geologicznej w Zlatých Horach (Czechy) (Lorenc, Mikoś 2001; Večeřa 2001).

Celem tych Fundacji jest „ochrona prawna, inwentaryzacja, zabezpieczenie i udostępnienie zwiedzającym obiektów podziemno-naziemnych związanych z historią kopalnictwa".

Organizacje, fundacje i stowarzyszenia na rzecz ochrony zabytków podziemnych istnieją lub są tworzone w innych krajach europejskich (Niemcy, Austria, W. Brytania, Słowacja i inne).

Celem tych związków jest ujawnienie i inwentaryzacja bogactwa podziemnego dziedzictwa kulturalnego, ściśle związane z szeroko zakrojonymi badaniami naukowymi.

Działania prowadzą do zaproponowania i wykonania odpowiednich zabiegów konserwatorskich, pozwalających na bezpieczne zachowanie poszczególnych zabytków. W niektórych przypadkach, kompleksowe prace specjalistyczne mogą — po spełnieniu wymaganych warunków — zaowocować dopuszczeniem najciekawszych obiektów do zagospodarowania turystycznego.

5. Zakończenie

Nowe Tysiąclecie skłania do refleksji nad dziejami górnictwa Europy, które posiada na naszym kontynencie znacznie starsze tradycje niż historia państwowości niejednego europejskiego kraju.

Od wielu lat likwidowane są kopalnie i cale rejony górnicze, dewastacji ulegają średniowieczne, a często jeszcze starsze zabytkowe kopalnie, którym Europa tak wiele zawdzięcza. Kończą się dawne górnicze dzieje niejednego regionu i miasta. Ten dla wielu już odległy podziemny świat często nie istnieje nawet w naszej wyobraźni.

O historii górniczych zmagań z przeciwnościami losu i wrogimi żywiołami, o dziesiątkach tysięcy ofiar i tragediach rzadko kto pisał, bo nieliczni tylko interesowali się podziemnym światem. Na szczęście historia górnictwa sama zadbała o swoją pamięć i pod ziemią ukryła wspomnienia i relikty tego górnictwa. Z odległych tych czasów nie zachowało się niestety zbyt wiele, dlatego też jestem przekonany, że w nowym Tysiącleciu należy szczególnie chronić i zabezpieczać podziemne i naziemne pomniki naszych europejskich górniczych dziejów, których z każdym rokiem jest już coraz mniej.

Te zabytkowe obiekty muszą być uratowane i zabezpieczane pod względem górniczym i budowlanym, by następnie mogły służyć przyszłym pokoleniom jako podziemne muzea, trasy turystyczne, miejsca spotkań okolicznościowych, rejony praktyk studenckich itp.

Takimi obiektami szczególnie chronionymi powinny stawać się w najbliższej przyszłości kolejne, nieczynne już historyczne wyrobiska górnicze, które wykonali niegdyś nasi przodkowie.

Często należyte zagospodarowanie turystyczne tych zapomnianych obiektów „podziemnej Europy" stwarza szansę uratowania historycznych i unikatowych wyrobisk jak też zabytkowych obiektów naziemnych architektury przemysłowej.

Z kolei powstanie podziemnych (lub podziemno-naziemnych) tras turystyczno-muzealnych może znacząco wpłynąć na aktywność ruchu turystycznego w rejonie, a więc spowodować wymienne korzyści gospodarcze tych górniczych miejscowości — właścicieli tras.

Niepowtarzalna sceneria starych wyrobisk górniczych i podziemnych komór stanowi naturalną podstawę i kompozycję do organizowania podziemnych tras turystycznych, do przedstawiania oryginalnych ekspozycji historii górnictwa, prezentowania okazów natury, znalezisk prehistorycznych, ekspozycji wykopalisk archeologicznych, specjalistycznych wystaw a nawet targów komercyjnych, spotkań okolicznościowych itp.

Sądzę, że zabezpieczenie i ochrona dziedzictwa kulturowego zabytkowych obiektów podziemnych „Starej Europy", będących przez setki lat ośrodkami kultury technicznej i materialnej nierzadko kilku narodów wymusza dziś konieczność współpracy międzynarodowej przy rozwiązywaniu problemów ich ratowania.

Inicjatywa zabezpieczania i zagospodarowania nieczynnych już zabytkowych podziemi stwarza niepowtarzalną szansę na uratowanie tych historycznych i unikatowych wyrobisk górniczych w Europie. Każdy podziemny obiekt mimo pozornych podobieństw posiada różnorodny charakter, pochodzenie, zlokalizowany jest w różnych skałach o odmiennych parametrach geotechnicznych. Różne obiekty podziemne posiadają niepowtarzalny charakter; niezbędne są więc kompleksowe badania naukowe i odmienne kryteria zabezpieczania poszczególnych podziemi.

Podczas udostępnia i rewaloryzacji tych obiektów napotyka się na różnorakie zagrożenia naturalne, utrudnienia techniczne i niebezpieczne warunki w wyrobiskach podziemnych o różnym stopniu stateczności. Wynika z tego konieczność stosowania nietypowych metod badawczo-obliczeniowych przy rozpoznawaniu aktualnej stateczności, a następnie zagwarantowania pełnej stateczności tym wyrobiskom przy zastosowaniu metod specjalnych.

W złożonych i trudnych problemach technicznych, artystycznych i historycznych tylko kompleksowe i interdyscyplinarne działania międzynarodowe mogą powstrzymać postępującą destrukcję zabytkowych podziemi, spowodować usunięcie przyczyn degradacji oraz przywrócić tym obiektom pełną wartość użytkową i historyczną.

Sposoby ratowania, zabezpieczania i adaptacji zabytkowych kopalń będących wspólnym pomnikiem kultury materialnej krajów europejskich stanowią jedną z najbardziej nietypowych dziedzin działalności geotechniki i budownictwa górniczego.

Idea kompleksowej ochrony podziemnych obiektów zabytkowych powstała na Wydziale Górniczym AGH ponad 60 lat temu. Od wielu lat koncepcja ta jest w szerokim zakresie wykorzystywana w Polsce i za granicą.

Adaptacja starych wyrobisk górniczych i innych obiektów podziemnych dla potrzeb turystycznych wiąże się z połączeniem w trakcie realizacji przedsięwzięcia elementów zabezpieczenia trasy metodami górniczymi z ochroną konserwatorską. Interdyscyplinarne działania projektowe powinny zawierać bardzo ścisłą współpracę inżynierów górników, geologów, konserwatorów, architektów, archeologów, historyków sztuki, a nawet architektów wnętrz (Chmura, Mikoś 2000; Tajduś, Mikoś 2000).

Uważam, że u progu nowego Tysiąclecia ochrona dziedzictwa kulturowego i zabytkowych obiektów podziemnych „Starej Europy" stanowić może również dziedzinę międzynarodowej współpracy naukowej.

Przedmiotowe materiały i prace dokumentacyjne zostały przygotowane w ramach realizacji badań własnych finansowanych przez KBN (um. nr 10.10.100.605).

Literatura

[1] Chmura J., Mikoś T., 2000: Problems of Mining Protections of Underground Touristic Routes in Poland. International Conference: Mining and Geological activities under the New Conditions - Demänowská Dolina, Słowacja.

[2] Chmura J., Mikoś T., 2000: *Problemy geotechnicznej ochrony i adaptacji do celów turystyczno-sanatoryjnych XVIII-wiecznej żupy solnej „Cacica" na Bukowinie Rumuńskiej.* Konf. Naukowo-Techniczna: Budownictwo Podziemne, Kraków.

[3] Duda Z., 2001: O ochronie zabytkowych obiektów górniczych. Konf. Naukowo-Techn.: Zabezpieczanie i rewitalizacja podziemnych obiektów zabytkowych, Kraków–Bochnia.

[4] Fajklewicz Z. i in., 2001: *Zapadliska terenu spowodowane średniowieczną eksploatacją złota na pograniczu polsko-czeskim w rejonie Głuchołaz.* Konf. Naukowo-Techn.: Zabezpieczanie i rewitalizacja podziemnych obiektów zabytkowych, Kraków–Bochnia.

[5] Lorenc M., Mikoś T., 2001: *Interdyscyplinarne towarzystwo „HADES – Polska" mecenasem górniczych zabytków podziemnych.* XXIV Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu. „Geotechnika Górnicza i Budownictwo Podziemne na początku XXI wieku". Pol. Wroc., Wrocław.

[6] Mikoś T., 1999: *Adaptacja wyrobisk nieczynnej kopalni złota w Złotym Stoku dla potrzeb Podziemnej Trasy Turystycznej.* Międzynarodowa Konf.: Górnictwo 2000, t. 1, Politechnika Śląska w Gliwicach, Szczyrk.

[7] Mikoś T., 1999: *Perspektywy adaptacji podziemnych wyrobisk górniczych i militarnych oraz grot i jaskiń na podziemne trasy turystyczne, muzea i sanatoria.* Konf. Naukowo-Techniczna: Geotechnika w Górnictwie i Budownictwie Specjalnym.

[8] Mikoś T., 2000: *Geotechniczne problemy ochrony zabytkowych kopalń podziemnych w Polsce.* Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria Górnictwo z. 246, Gliwice.

[9] Mikoś T., 2001: *Europejskie dziedzictwo kopalnictwa złota w rejonie Gluchołaz.* Konferencja Naukowo-Techniczna: Zabezpieczanie i rewitalizacja podziemnych obiektów zabytkowych, Kraków–Bochnia.

[10] Mikoś T., Tajduś A., 2000: *Podstawy prawne funkcjonowania i ochrony podziemnych tras turystycznych w Polsce.* Budownictwo Górnicze i Tunelowe, 2.

[11] Tajduś A., Mikoś T., Chmura J., 2000: *Technical Problems of Adaptation and Protection of Underground Historical Structures.* Experiments of the Faculty of Mining in the Academy of Mining end Metallurgy in Cracow. Międzynarodowa Konferencja Konserwatorska ICOMOS, Kraków.

[12] Večeřa J., 2001: *Studium a klasifikace historyckych dolů na zlato v oblasti Jeseniku a Głuchołaz, na česko-polském pohraniči.* Konferencja Naukowo-Techniczna: Zabezpieczanie i rewitalizacja podziemnych obiektów zabytkowych, Kraków–Bochnia.

[13] Wieja T., 2001: *Program ochrony konserwatorskiej podziemnych tras turystycznych w Polsce w kontekście zapisów „Karty krakowskiej 2000".* Konferencja Naukowo-Techniczna: Zabezpieczanie i rewitalizacja podziemnych obiektów zabytkowych, Kraków–Bochnia.

[14] „Karta Krakowska 2000" — Międzynarodowa Konferencja Konserwatorska, Kraków 2000.

[15] Materiały sympozjum PAN, IGSMiE, WARSZTATY 2001, Sesja specjalna, Stare Kopalnie – Nowe Perspektywy, Wieliczka 2001.

[16] Konferencja Naukowo-Techniczna: *Zabezpieczanie i rewitalizacja podziemnych obiektów zabytkowych.* Organizatorzy: Wydział Górniczy AGH I Kopalnia Soli Bochnia, Kraków–Bochnia, 21—22 września 2001.

[17] Vademecum Konserwatora Zabytków. Biuletyn Polskiego Komitetu Narodowego ICOMOS, Warszawa 1997.

[18] Materiały sympozjum PAN, IGSMiE, Warsztaty 2001, Sesja specjalna, Stare kopalnie — Nowe pesrspektywy, Wieliczka 2001.

Idea of integration and protection of historical monuments in underground european mines

Abstract

The relic underground mines of Europe are common of natural heritage, history and technics. Idea of saving, protecting and adaptation underground historical monuments of material culture for different purposes are contents in this article.

It is necessary to accept the principles of integrated conservation of the European relic and historical mines.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 821—830

Andrzej J. WÓJCIK
Muzeum Miejskie „Sztygarka", Dąbrowa Górnicza

Miejsce i rola muzeum miejskiego „Sztygarka" w życiu naukowym Zagłębia Dąbrowskiego (zarys dziejów)

Słowa kluczowe

Muzeum górnictwa – Szkoła Górnicza – historia szkolnictwa górniczego

Streszczenie

Historia Muzeum Miejskiego „Sztygarka" jest nierozerwalnie związane z historią szkolnictwa górniczego na terenie Zagłębia Dąbrowskiego. Powołana do życia w 1889 roku Szkoła Górnicza oprócz wydziału górniczego i hutniczego posiadała także bibliotekę, laboratorium chemiczne, warsztaty a także kolekcję mineralogiczno-geologiczną. Na siedzibę szkoły przeznaczono budynek Zarządu Górniczego, który został wybudowany w 1842 roku. Szkoła Górnicza była miejscem pracy wielu wybitnych górników, takich jak na przykład Stanisław Kontkiewicz, Hieronim Kondratowicz, Adam Piwowar. Działalność naukowa została uwieńczona powstaniem pierwszych podręczników języku polskim do nauki górnictwa i mineralogii, które przez lata były wykorzystywane na uczelniach. Nauczyciele i uczniowie Szkoły Górniczej zorganizowali i przeprowadzili szereg przedsięwzięć takich jak na przykład Muzeum Geologiczne, gazetę uczniowską, koła górników, mechaników, klub Resursa. Absolwenci zasilali kadry zakładów górniczych, hutniczych nie tylko w Zagłębiu Dąbrowskim ale również na Górnym Śląsku i w innych regionach kraju.

Muzea przedstawiające zagadnienia otaczającej człowieka natury mają charakterystyczną łączność z nim. Jest to zawsze świat dostrzegany ludzkimi zmysłami, badany i oceniany za pomocą przyrządów wymyślonych przez człowieka oraz porządkowany przez ludzki umysł. Obiekty w muzeach są traktowane jako elementy pewnych systemów. Muzea te mają także częściowo aspekt historyczny. Muzeum Miejskie „Sztygarka" w Dąbrowie Górniczej jest miejscem, gdzie przedstawiono zarówno świat przyrody jak i dzieje jego poznawania, które nierozerwalnie łączy się z historią przemysłu i rozwojem szkolnictwa górniczego w Polsce.

Obszar Górnego Śląska, gdzie występują pokłady węgla kamiennego, stanowi niecałe 2% powierzchni Polski. Należy do najdokładniej poznanych geologicznie i górniczo obszarów. Teren występowania formacji węglonośnej regionu górnośląskiego miał kilkanaście nazw

historycznych, takich jak miedzy innymi górotwór węglowy, formacja węglowa, Oberschlesische Steinkohlenbecken, Oberschlesische-Polonische Steinkohlenformation, Polsko-Śląskie Zagłębie Węglowe, Polskie Zagłębie Weglowe czy Górnośląskie Zagłębie Węglowe, która to nazwa powstała dopiero po II wojnie światowej i była określeniem bardziej górniczo-przemysłowym.

Warto zauważyć, że Gisman (1955) nazywa zagłębiem węglowym obszar stanowiący odrębną jednostkę geologiczną i z tego powodu uważa, że tzw. Zagłębie Dąbrowskie należy nazywać jedynie okręgiem dąbrowskim Zagłębia Górnośląskiego (Górnośląskiego Zagłębia Węglowego). Porównanie z innymi regionami wykazuje jednak, że granicami zagłębi są również granice polityczne (Zagłębie Północne w Belgii, Zagłębie Akwizgrańskie w Niemczech). Dlatego też okręg dąbrowski można nazywać odrębnym zagłębiem przynajmniej w latach 1795—1918, kiedy to był on oddzielony granicami politycznymi od okręgu krakowskiego i górnośląskiego. W tym okresie w języku polskim weszła w użycie nazwa zagłębie, która do tego stopnia zrosła się z dąbrowskim okręgiem węglowym, że do niedawna słowem zagłębie określano przede wszystkim ten teren. Samo określenie „Zagłębie" zostało wprowadzone w dokumentach archiwalnych Biura Zarządu Okręgu Zachodniego Górniczego Królestwa Polskiego w Dąbrowie przez naczelnika górniczego Józefa Cieszkowskiego w latach 1835—1852 (Kleczkowski 1977). Prowadził on systematyczną pracę nad spolszczeniem obcojęzycznych wyrażeń górniczych. Jest autorem dziś powszechnie używanych określeń takich jak nadkład, pokład, pochylnia, wychodnia, przecinka. Cieszkowski popierał także rozwój szkolnictwa dla



Rys. 1. Józef Cieszkowski (1799—1867)

Fig. 1. Józef Cieszkowski (1799—1867). The Chief of the Mining Managment in the Dąbrowa Basin

dzieci górników. Przy jego poparciu powstały budynki szkolne w Dąbrowie i na osiedlach górniczych Niwka, Ksawery, Niemce. Po raz pierwszy słowo „Zagłębie" w opracowaniach drukowanych pojawiło się w 1856 roku na mapie zatytułowanej „Karta geognostyczna Zagłębia Węglowego w Królestwie Polskiem" autorstwa Jana Hempla (1818—1886), która jest sporządzona w 18 arkuszach w skali 1 : 20 000. Samo określenie Zagłębie Dąbrowskie wprowadził do terminologii górniczej Stanisław Kontkiewicz w 1887 roku (Jaros 1968a).

Władzą zwierzchnia dla polskiego górnictwa i hutnictwa rządowego była od 1816 roku Główna Dyrekcja Górnicza w Kielcach. Po reorganizacjach, które miały miejsce w roku 1825 i 1833 utworzono Wydział Górnictwa Rządowego przy Banku Polskim, z podziałem na trzy okręgi: wschodni (Suchedniów), zachodni (Dąbrowa) i północny (w Ciechocinek) (Jaros1968b). Zachodni z siedzibą Zarządu w Dąbrowie obejmował zakłady, które dzieliły się na pięć oddziałów: pankowski (kopalnie rud żelaza, kuźnice i wielkie piece), dąbrowski (kopalnie węgla kamiennego, galmanu, wielkie piece i walcownia), sławkowski (kopalnie węgla, galmanu, walcownia), niwecki (kopalnie węgla kamiennego, walcownia) i pradelski (kopalnie rud żelaza). Po zlikwidowaniu w 1878 roku Biura Okręgu w Dąbrowie pozostało archiwum oraz biblioteka.

W połowie XVIII wieku znano węgiel na obszarze Górnego Śląska w tych miejscach, gdzie pokłady wychodziły na powierzchnię, czyli w okolicy Kostuchny, Tenczynka, Zabrza, Mysłowic, Rudy Śląskiej. Wydobywano go na małą skalę na wychodniach lub w płytkich szybikach. Węgiel jako kopalina energetyczna nie miał wtedy jeszcze wartości ze względu na obfitość lasów. We wschodniej części Zagłębia pokłady węgla były po raz pierwszy eksploatowane w kopalni w Szczakowie (Gotkiewicz 1952) oraz w okolicy Dąbrowy (Łabęcki 1841). Już wcześniej Kownacki (1791), dzierżawca dóbr sławkowskich opisywał wykorzystanie węgla przez okoliczną ludność dla celów opałowych.

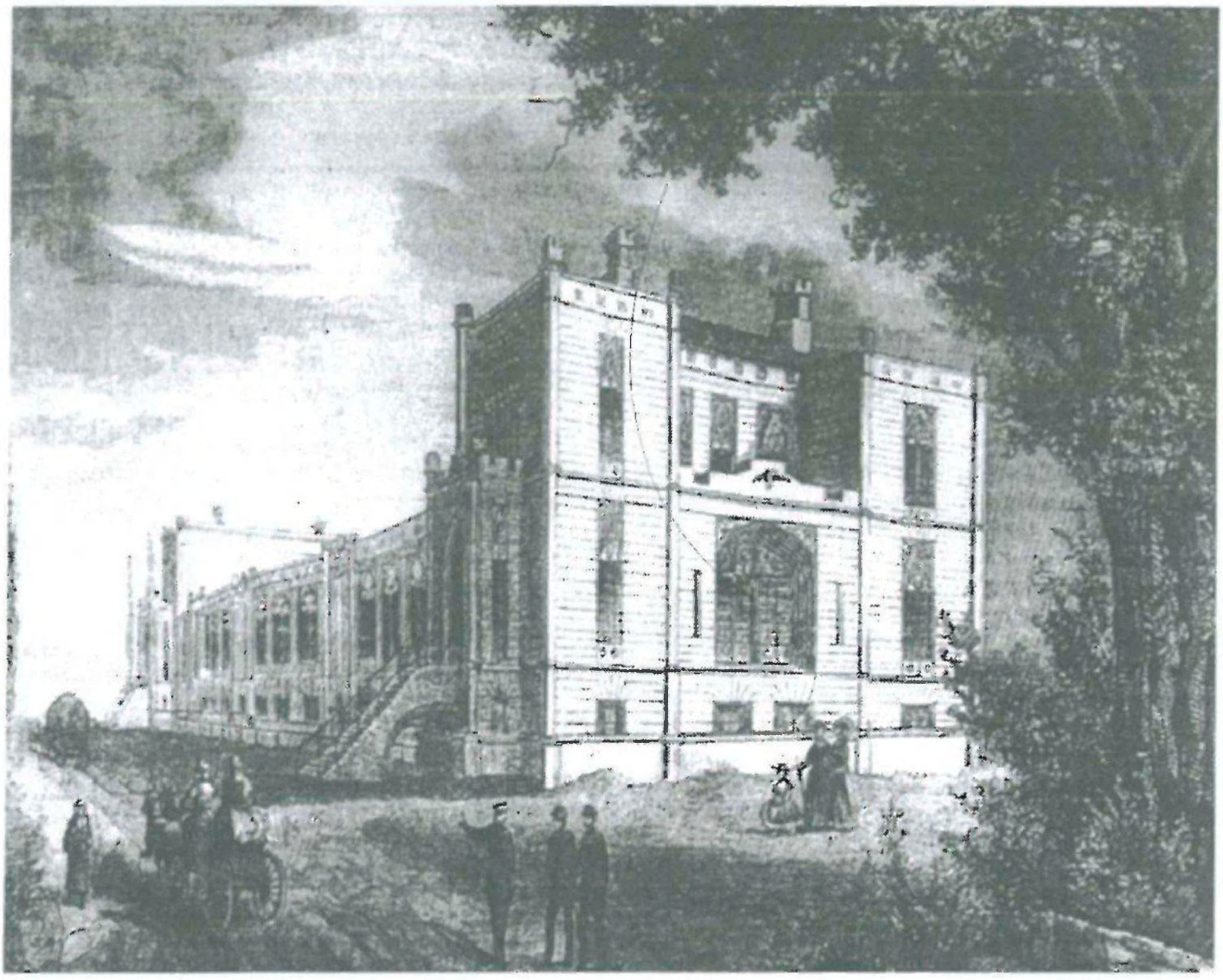
Z chwilą przejścia obszaru Dąbrowy, w ramach Nowego Śląska, do państwa pruskiego na wychodniach pokładów węgla została założona pierwsza kopalnia węgla, której nadano imię ówczesnego dyrektora królewsko-pruskiego górnictwa hr. Fryderyka Redena. Od 1796 do 1806 roku roboty górnicze prowadzono wyłącznie systemem odkrywkowym, a dla odprowadzenia wody przeprowadzono sztolnię. W 1807 roku kopalnia „Reden, przeszła na własność marszałka francuskiego Lannesa, który otrzymał dobra w okolicy Dąbrowy od Napoleona I. W roku 1813 kopalnia ta została wydzierżawiona, a w 1814 roku przejął ją skarb państwa z tytułu zaległości podatkowych.

Zagłębie Dąbrowskie w rządowym górnictwie królestwa Polskiego zawsze odgrywało rolę drugorzędną w porównaniu do okręgu staropolskiego. Trwałym osiągnięciem tego okresu było częściowe rozpoznanie warunków zalegania pokładów węgla oraz opracowanie metod ich udostępniania i eksploatacji, które różniły się od technik stosowanych na Górnym Śląsku. Wśród wielu członków Komitetu Naukowego Górnictwa w Petersburgu było wielu, którzy należeli do entuzjastów industrializacji Zagłębia Dąbrowskiego, twierdząc, że ze względu na bogactwa mineralne i dogodne położenie okręg ten powinien zajmować pierwsze miejsce w cesarstwie rosyjskim (Pazdur 1973). Gorzej natomiast przedstawiała się sprawa kadry technicznej dla górnictwa. Po zawieszeniu w 1826 roku Szkoły Akademicznej w Kielcach nowi fachowcy zdobywali kwalifikacje głównie drogą praktyki, a tylko nieliczni z nich studiowali na zagranicznych uczelniach górniczych. Jednym z organizatorów takich praktyk był już w roku 1849 na terenie Dąbrowy naczelnik kopalń węgla Jan Hempel. Razem z zawiadowcą Huty Bankowej Andrzejem Barańskim nauczali młodych praktykantów arytmetyki, geometrii, rysunków, fizyki,

mineralogii, geologii, chemii, budowy maszyn, górnictwa i hutnictwa. Kursy były prowadzone do 1861 roku (Rybicka 1975).

Po 1870 roku następował rozwój górnictwa w Królestwie Polskim, który ułatwiło między innymi przyjęcie nowego prawa górniczego, oddzielającego częściowo własność powierzchni ziemi od własności jej wnętrza. Umożliwiało to wydobywanie surowców na cudzej działce bez zgody właściciela. Podniesienie cła na węgiel pochodzący ze Śląska (o 30%) w 1877 roku przyczyniło się ponad pięciokrotnie do wzrostu jego produkcji. Wraz z górnictwem nastąpił rozwój hutnictwa żelaza i cynku i tym samym wzrost zatrudnienia (Kontkiewicz 1895). Znacząca zmiana sytuacji ekonomicznej nastąpiła, kiedy to Zagłębie Dąbrowskie uzyskało połączenie kolejowe z resztą cesarstwa rosyjskiego. Kolej, będąc sama poważnym odbiorcą węgla, umożliwiła ponadto jego wysyłkę na nowe rynki zbytu.

Historia przemysłu jest nierozerwalnie związana z historią Szkoły Górniczej. Z początkiem 1880 roku przemysłowcy z terenu Zagłębia Dąbrowskiego postanowili wznowić starania o założenie w Dąbrowie szkoły dla sztygarów i dozorców górniczych. Przeprowadzono zbiórkę pieniędzy na ten cel i podjęto zobowiązania o wpłacaniu na rzecz szkoły comiesięcznych składek. Opiekę nad funduszem sprawował Stanisław Bogusławski, właściciel kopalni „Maciej" w Dąbrowie. Powiadomiony o akcji przemysłowców Departament Górniczy wyraził w styczniu 1881 roku zgodę na opracowanie szczegółowego projektu szkoły. Zadanie to wykonał Jan



Rys. 2. Budynek Zarządu Górniczego w Dąbrowie — 1869

Fig. 2. The Building of the Mining Management in Dąbrowa Basin — 1869

Hempel, który przedstawił konieczność utworzenia funduszu szkoły z dotacji rządowych, składek przemysłowców jak i z zapisu Konstantego Wolickiego, absolwenta szkoły kieleckiej. Projekt Hempla nie znalazł uznania na I Zjeździe Przemysłowców Górniczych, który odbył się w 1883 roku. Zjazd wybrał komisję kierowaną przez Juliana Strasburgera, która miała przygotować nowy projekt szkoły. Po opracowaniu projekt został przesłany w 1884 roku do Departamentu Górniczego celem zatwierdzenia. Ostatecznie projekt szkoły został zatwierdzony przez Radę Państwa w 1889 roku, rozwiązując definitywnie sprawę finansowania szkoły. Wydatki związane z utrzymaniem szkoły miało pokrywać państwo, a nie bezpośrednio przemysłowcy (Srokowski 1889).

Powołana do życia Szkoła w dniu 1 lutego 1889 roku podpisem cara Aleksandra III Romanowa, popularnie zwana „Sztygarką", posiadała oprócz wydziałów: górniczego, hutniczego także bibliotekę, laboratorium chemiczne, warsztaty oraz kolekcję mineralogiczną i geologiczną. Była zakładem czteroklasowym, z podziałem, poczynając od klasy trzeciej (Zbiór praw 1899). Podlegała Departamentowi Górnictwa Ministerstwa Dóbr Państwa, a bezpośrednio naczelnikowi Zachodniego Okręgu Górniczego Królestwa Polskiego (w Suchedniowie), którym od 1883 roku był Wincenty Choroszewski (Ziemba 1958). Na siedzibę Szkoły przeznaczono budynek Zarządu Górniczego Zachodniego Okręgu Górniczego.

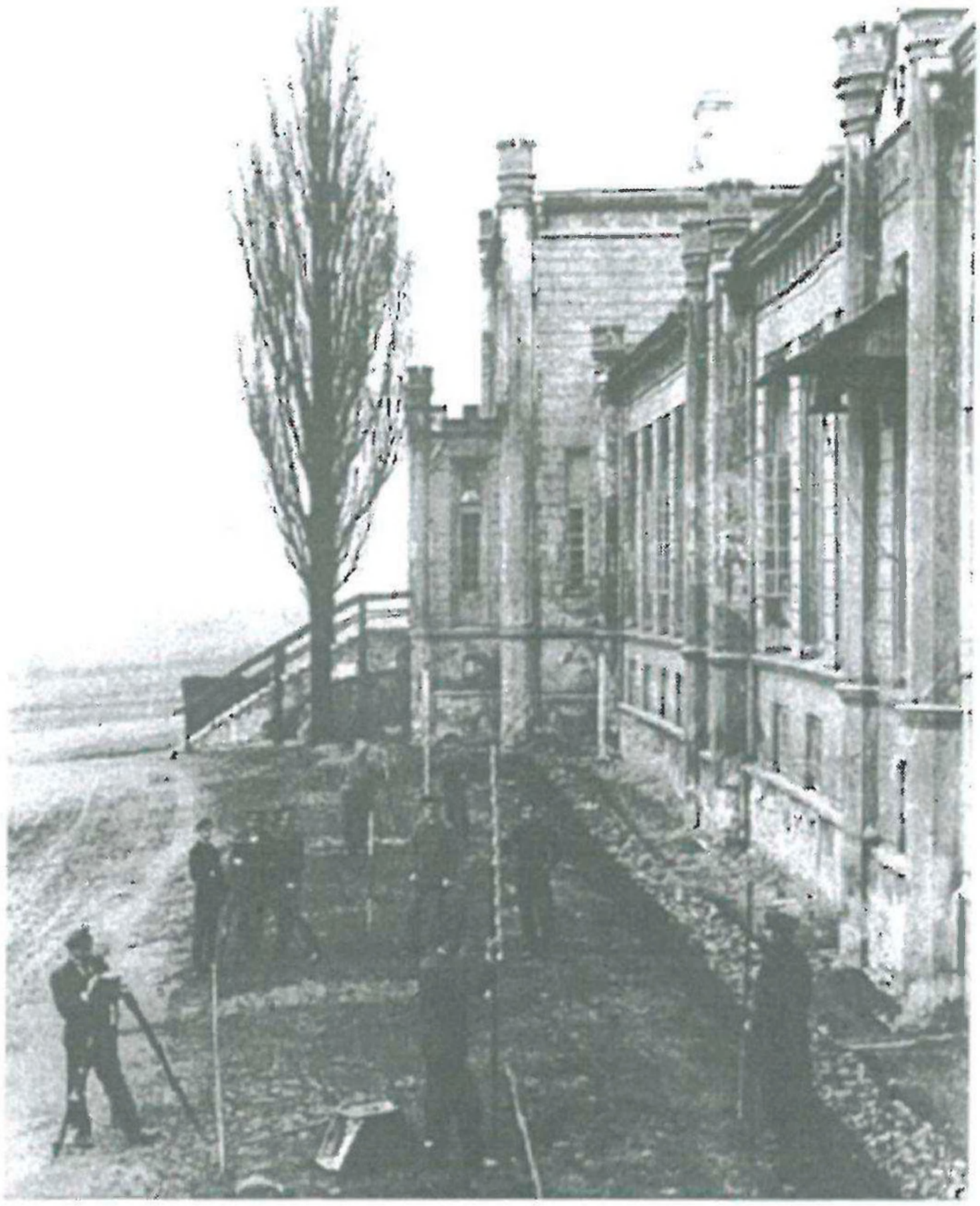
Bardzo mało jest budynków na terenie Dąbrowy Górniczej, które mogłyby się poszczycić tak długo historią. Jest to między innymi gmach Zarządu Górniczego, który został wybudowany w latach 1839-1842 pod kierunkiem włoskiego architekta Franciszka Marii Lancii (1799—1875). W wyniku wielokrotnych przebudów, które zostały zapoczątkowane w latach trzydziestych naszego wieku, budynek zatracił swój pierwotny wystrój architektoniczny. Zmieniony został układ pomieszczeń, wejść i otworów okiennych. Obecnie budowla ta przedstawia się jako potężny, bezstylowy gmach, a o czasach świetności przypominają tylko grube mury. Innym budynkiem, który został wzniesiony podczas pobytu Lanciego w Dąbrowie był pałac w Grodźcu zbudowany w latach 1842—1844 dla Jana Ciechanowskiego, właściciela kopalni „Barbara" i cementowni. Jeszcze wcześniej, w roku 1834, Lanci opracował projekt odbudowy zamku w Będzinie, który miał być przeznaczony na szkołę górniczą. Zamek nie nadawał się do umieszczenia w nim tego typu instytucji, dlatego też projekt ten nie został zrealizowany.

Program nauczania w Szkole Górniczej, w pierwszych dwóch klasach, miał charakter ogólnokształcący i obejmował religię, język rosyjski, język polski, arytmetykę, algebrę, geometrię, trygonometrię, fizykę, chemię, rysunek. W klasach trzecich i czwartych była także fizyka, geodezja, mechanika, budownictwo, rachunkowość, przepisy górnicze, pomoc w wypadkach, geologia z mineralogią, górnictwo, miernictwo górnicze, chemia, metalurgia. Obowiązywały także zajęcia praktyczne z chemii, miernictwa, mineralogii oraz zajęcia z ciesielstwa, stolarstwa, kowalstwa i ślusarstwa.

Szkoła Górnicza była miejscem pracy wielu wybitnych ludzi takich jak na przykład Stanisław Kontkiewicz (1849—1924), który tutaj wykładał geologię. Gromadził on minerały, skały i okazy paleontologiczne, rozwijając kolekcję przyrodniczą. Rozszerzył także program nauczania o kontakt ucznia z autentycznym okazem geologicznym. Geologia była wykładana przez Kontkiewicza w klasie I i II, a mineralogia i paleontologia w klasie III i IV. Zajęcia prowadził w języku polskim. Popularyzował także polską terminologię górniczą. Wprowadził w użycie między innymi górnicze pozdrowienie „Szczęść Boże", a także termin Polskie Zagłębie Węglowe na oznaczenie zagłębia śląskiego, który funkcjonował w literaturze technicznej

do 1945 roku. W roku 1907 Kontkiewicz (już po wyjeździe z Dąbrowy) wydał drukiem, na podstawie prowadzonych w Szkole wykładów, „Krótki podręcznik mineralogii". Książka zawierała tablice służące do rozpoznawania minerałów i tablice chemiczne.

Kontkiewicz organizował z Hieronimem Kondratowiczem (1845—1923) wycieczki geologiczne, które od 1902 roku stały się oficjalnym przedmiotem szkolnym. Kondratowicz prowadził zajęcia z górnictwa w „Sztygarce" od chwili jej założenia aż do 1905 roku. Z wykładów powstał krótki skrypt, wydany w niewielkim nakładzie w 1898 roku, który został wydany ponownie w 1903 roku jako dwutomowy podręcznik zatytułowany „Górnictwo". Drugie wydanie dzieła ukazało się w latach 1916—1919 i służyło już potrzebom krakowskiej Akademii Górniczej, w której organizacji Kondratowicz aktywnie uczestniczył. Z inicjatywy i staraniem Kondratowicza ukazało szereg aktów prawnych regulujących warunki pracy w górnictwie. Wprowadzony został obowiązek udzielania górnikom bezpłatnej pomocy lekarskiej, zakładania szpitali przez zakłady zatrudniające więcej niż tysiąc pracowników. Kondratowicz wymógł także sfinansowanie dla społeczeństwa w Dąbrowie gmachu z salą teatralną (Resursa). Budynek ten został oddany do użytku w 1895 roku i stał się ogniskiem życia kulturalnego miejscowej inteligencji technicznej.



Rys. 3. Zajęcia uczniów Szkoły Górniczej z miernictwa — 1900

Fig. 3. The students surveying excercises — 1900

Udział uczniów w rewolucji 1905 roku spowodował zawieszenie działalności Szkoły. Rozważano nawet propozycję przeniesienia jej do Zagłębia Donieckiego. Wśród absolwentów „Sztygarki" zrodził się wtedy projekt utworzenia nowej placówki naukowej gromadzącej i opracowującej zbiory przyrodnicze. Inicjatorem tych poczynań był Piotr Przesmycki (1869—1942), absolwent Sztygarki z roku 1893, który prowadził w Szkole zajęcia z geologii, pracując równocześnie jako mierniczy na kopalni „Flora". W 1912 roku w budynku Resursy, otwarto Muzeum im. Zygmunta Glogera, znakomitego polskiego etnografa. Formalnym właścicielem placówki był Oddział Zagłębiowski Polskiego Towarzystwa Krajoznawczego.

Próby odtworzenia Szkoły Górniczej podjęli przemysłowcy z terenu Zagłębia już w 1916 roku. Państwową Szkołę Górniczo-Hutniczą (PSGH) rozpoczęto organizować w sierpniu 1919 roku. Komisja Specjalna Departamentu Szkolnictwa Zawodowego Ministerstwa Wyznań Religijnych i Oświecenia Publicznego, kierowana przez Bolesława Miklaszewskiego ustaliła, że koszty utrzymania Szkoły przejmie Ministerstwo. Rozpoczęto prace remontowe i budowlane mające na celu powiększenie Szkoły. Pawilon I przeznaczono na bibliotekę, gabinet dyrektora,



Rys. 4. Praktyki uczniów w kopalni — 1900

Fig. 4. Students serving their apprenticeship in a coal mine in Dąbrowa — 1900

jadalnię dla uczniów. Pawilon II (pierwotnie planowany na internat szkoły) powiększono i przeznaczono na pracownie i sale wykładowe oraz na Muzeum Mineralogiczno-Geologiczne. Pozostałe budynki Szkoły (Pawilon III i IV) powstały na przełomie lat dwudziestych i trzydziestych XX wieku.

Powstała PSGH miała na celu kształcenie kadr dla potrzeb górnictwa i hutnictwa. Przed I wojną światową ponad 75% sztygarów zatrudnionych w kopalniach węgla na terenie Zagłębia Dąbrowskiego stanowili absolwenci dąbrowskiej Szkoły Górniczej. Z chwilą reorganizacji szkolnictwa koniecznością stało się danie uczniom praktycznego wykształcenia (Krauze 1923; Srokowski 1920). Oprócz warsztatów szkolnych, odlewni, maszynowni rozpoczęto budowę Sztolni Ćwiczebnej. Planowano docelowo w wyrobiskach zlokalizować muzeum górnicze, w którym będą zgrupowane maszyny i urządzenia górnicze.

W Sztolni udostępnione są dwa pokłady węgla kamiennego. Budowa została rozpoczęta w kwietniu 1927 roku, a pierwszy etap budowy zakończono w 1929 roku. Oprócz prac typowo górniczych uczniowie Szkoły wykonywali także szereg pomiarów z zakresu wentylacji, miernictwa podziemnego (Dzierżanowski 1923). Uczniowie Szkoły przechodzili również praktykę zawodową bezpośrednio w zakładach górniczych w miesiącach wakacyjnych (Srokowski 1923). Była to dwumiesięczna, obowiązkowa płatna praktyka zawodowa. Uczniowie nabywali w trakcie realizacji praktyki szereg umiejętności, które mogły być wykorzystane także w czasie zajęć w Sztolni.

W Państwowej Szkole Górniczo-Hutniczej rozpoczęli pracę nauczyciele posiadający duże doświadczenie i talent pedagogiczny. Jednym z nich był Adam Piwowar (1874—1939), absolwent „Sztygarki" z roku 1896, który podjął studia na Uniwersytecie w Zurichu, ukończone w 1903 roku obroną pracy doktorskiej z zakresu geologii Alp. Zamiary podjęcia pracy naukowej w Polsce przerwało zesłanie do Archangielska. Po powrocie w 1906 roku do Dąbrowy Piwowar zorganizował między innymi Zagłębiowski Oddział Uniwersytetu dla Wszystkich, Związek Strzelecki. Był także współwłaścicielem Biura Porad Górniczych, kopalni węgla „Lech", kamieniołomów dolomitu i wapienia. Prowadził także wykłady z geologii i mineralogii w latach 1910—1914 w Gimnazjum w Dąbrowie.

Zorganizowana w PSGH przez Piwowara pracownia geologiczna, posiadająca początkowo charakter dydaktyczny, przekształciła się stopniowo w Muzeum Geologiczne. Muzeum to włączyło w swoje struktury zbiory Muzeum im. Zygmunta Glogera, nie działające po I wojnie światowej. Muzeum prowadzone przez Piwowara posiadało kolekcję minerałów użytecznych Polski, zgrupowanych według wieku geologicznego. Okazy pochodziły przede wszystkim z najbliższych okolic Dąbrowy Górniczej, ale nie brakowało także ciekawostek mineralogiczno i petrograficznych z całego świata.

Dąbrowa Górnicza już wcześniej była ośrodkiem działalności naukowej. Powołanie do życia Szkoły Górniczej i Sekcji VII Górniczo-Hutniczej Towarzystwa Popierania Rosyjskiego Przemysłu i Handlu (w roku 1896) pozwoliło na rozwinięcie szkolnictwa górniczego. Utworzony w Dąbrowie w 1903 roku „Przegląd Górniczo-Hutniczy" umożliwił także druk wielu wartościowych opracowań w języku polskim z geologii, górnictwa i hutnictwa. Redaktorem czasopisma został Mieczyslaw Grabiński, a wydawcą Stanisław Ciechanowski, właściciel kopalni „Maria" w Grodźcu. W skład komitetu redakcyjnego weszli znani przemysłowcy i górnicy z Zagłębia Dąbrowskiego, tacy jak na przykład Andrzej Albrecht, Stanisław Gadomski, Hieronim Kondratowicz, Stanisław Kontkiewicz, Michał Łempicki, Kazimierz Srokowski. Prze-

gląd Górniczo-Hutniczy był drukowany przez drukarnię Stanisława Święckiego w Dąbrowie do 1939 roku (Jaros 1977a, b).

Potwierdzając znaczenie Szkoły Górniczej dla całego Zagłębia Dąbrowskiego już w 1921 roku w budynkach szkolnych została założona Stacja Geologiczna Państwowego Instytutu Geologicznego. Pierwszym kierownikiem został Arnold Makowski. Przedmiotem prac stacji było przede wszystkim badanie budowy geologicznej zagłębia węglowego (Czarnocki 1923). Przy współudziale kilku geologów (Stanisław Doktorowicz-Hrebnicki, Feliks Rutkowski, Stefan Czarnocki, Arnold Makowski) rozpoczęto systematyczne kartowanie geologiczne Zagłębia Dąbrowskiego w celu sporządzenia mapy geologicznej. Niestety zadanie to udało się tylko ukończyć częściowo, drukując miedzy innymi arkusz Grodziec, Szczegółowej mapy Geologicznej Polskiego Zagłębia Węglowego, która to stała się wzorcem dla następnych map geologicznych. Współpraca z nauczycielami Szkoły Górniczej ułatwiała zbieranie okazów skał jak i umożliwiała otrzymywanie szeregu materiałów kartograficznych z kopalń.

Górnośląskie Zagłębie Węglowe to jednostka geologiczno-złożowa wyznaczona występowaniem osadów węglonośnych karbonu. Występujące na Górnym Śląsku pokłady węgla kamiennego posiadają swoistą numerację. Zawsze, przy opisie kopalń jak i całego rejonu górnicy posługiwali się numeracją pokładów. Obecnie na obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego używa się trzycyfrowej numeracji. Wiąże się ona ściśle z stratygrafią, gdzie ogniwa stratygraficzne są oznaczone pierwszą cyfrą. Następne dwie oznaczają numery pokładu w obrębie danego ogniwa. Koncepcje numeracji pokładów opracowali Stanisław Doktorowicz-Hrebnicki i Tadeusz Bocheński na podstawie informacji zebranych podczas pracy w Stacji Geologicznej w Dąbrowie Górniczej (Dembowski 1964).

Po przerwie spowodowanej II wojną światową Muzeum Geologiczne wznowiło działalność. Absolwent PSGH Edward Ciuk (1909–1995), pracujący w szkole do 1950 roku, zgromadził rozproszone okazy i dokonał ich ponownej klasyfikacji. Po reorganizacji szkolnictwa zawodowego Muzeum znalazło się w ramach struktur Technikum Górniczego. Początkowo zbiorami opiekował się Stanisław Szostak, a od 1956 roku Anatol Zieliński (1909—1974). Z chwilą zawieszenia w 1968 roku działalności „Sztygarki" i powołania w Dąbrowie Górniczej filii Politechniki Śląskiej ekspozycje uległy likwidacji. W roku 1982 podjęto starania mające na celu odtworzenie placówki muzealnej w Dąbrowie Górniczej i doprowadzono do wystawienia części zbiorów. W 1985 roku reaktywowano muzeum pod nazwą Ośrodek Muzealno-Dydaktyczny, który stanowił integralną część Zespołu Szkół Zawodowych „Sztygarka". Nowy okres w dziejach muzealnictwa nastąpił w 1997 roku kiedy to została powołana do życia Muzeum Miejskie „Sztygarka", które włączyło w swoje zasoby między innymi zbiory Ośrodka Muzealno-Dydaktycznego.

Literatura

Dembowski Z., Kotas A., Malczyk W., 1964: *Identyfikacja pokładów węgla kamiennego w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym*. Warszawa.

Czarnocki S., 1923: *Stacja geologiczna w Dąbrowie Górniczej*. Prz. Gór.-Hut., nr 1.

Gisman S., 1955: *Ilustrowany górniczy słownik encyklopedyczny*. Katowice.

Gotkiewicz M., 1952: *Początki dobywania węgla w Polsce za Stanisława Augusta Poniatowskiego*. Wiad. Muz. Ziemi, t. 6, z. 1.

Jaros J., 1968a: *Zasięg terytorialny* Zagłębia Dąbrowskiego. Zar. Śl., z. 1.

Jaros J., 1968b: *Organizacja administracji górniczej w Królestwie Polskim (1815—1918)*. Studia. z Dziejów Gór. i Hut., t.12.

Jaros J., 1977a: *Z dziejów „Przeglądu Górniczo-Hutniczego" (1903—1939)*. Prz. Gór., nr 6.

Jaros J., 1977b: *Historia „Przeglądu Górniczo-Hutniczego (1903—1939)*. Historia i Współczesność, t. 2.

Kleczkowski A., 1977: *Sprawozdanie z podróży górniczych Józefa Cieszkowskiego do Anglii, Francji, Belgii w latach 1825—1827*. Pr. Muz. Ziemi, z. 27.

Kontkiewicz S., 1897: *O rozwoju przemysłu górniczo-hutniczego w guberniach Królestwa Polskiego w ostatnich 25 latach*. Prz. Tech., nr 3.

Kownacki H., 1791: *O starożytnościach kopalni kruszców*. Warszawa.

Łabęcki H., 1841: *Górnictwo w Polsce. Opis kopalnictwa, hutnictwa polskiego pod względem technicznym, historyczno-statystycznym i prawnym*. Warszawa.

Pazdur J., 1973: *Współpraca Rosjan i Polaków na łamach czasopisma Gornyj Żurnał w XIX w*. Pr. Muz. Ziemi PAN, nr 21, cz. II.

Rybicka I, 1975: *Kształcenie zawodowe w górnictwie i hutnictwie Królestwa Polskiego w XIX w*. Zesz. Nauk. AGH, nr 469.

Srokowski K., 1889: *Jak powstawała dąbrowska szkoła sztygarów i majstrów*. Rocz. I Kalendarz Sosnowiecki na rok 1900.

Srokowski K., 1920: *Szkoła górnicza w Dabrowie Górniczej*. Prz. Gór.-Hut., nr 2.

Srokowski K., 1923: *Praktyka górnicza*. Prz. Gór.-Hut. nr 5.

Ziemba J., 1958: *Dabrowska „Sztygarka"*. Katowice

Zbiór praw 1899: Zbiór praw instrukcyi i przepisów obowiązujących dla prywatnego przemysłu górniczego w guberniach Królestwa Polskiego. Dąbrowa.

Place and role of "Sztygarka" Municipal Museum in the science life of Dąbrowa basin

Abstract

History Museum Municipal "Sztygarka" is inseparably connected with history of educational system mining in Dąbrowa basin. Qualified to lives in 1889 year Mining — School except department mining and metallurgic possessed also library, chemical laboratory, workshops and also collection of geology. On abode of school one intended building Of mining management, which became built in 1842 year. Mining School former place of work many outstanding miners, such how for example Stanisław Kontkiewicz, Hieronim Kondratowicz, Adam Piwowar. Scientific Activity became crowned with rising of first manuals Polish language to science of mining and of mineralogy, which by years former used on colleges. Teachers and students of Mining School organized and effected row of such undertakings how for example Geological Museum, School newspaper, circles of miners, mechanics, club Resursa. Graduates supplied pictures of mining institutions, metallurgic not only in Dąbrowa Basin but also on Upper Silesia and in other regions of Poland.

Sesja III
Zarządzanie bezpieczeństwem w kopalniach

Session III
Safety management in mines

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 833—848

Józef KABIESZ
Główny Instytut Górnictwa, Katowice

Profilaktyka przy eksploatacji pokładów w warunkach występowania zagrożeń skojarzonych

Słowa kluczowe

Eksploatacja – zagrożenia naturalne – profilaktyka

Streszczenie

Eksploatacja pokładów węgla w GZW prowadzona jest w złożonych warunkach geologiczno-górniczych. Konsekwencją tego jest współwystępowanie w kopalniach wielu naturalnych zagrożeń górniczych. Dla ich zwalczania stosowane są indywidualne dla poszczególnych zagrożeń metody prewencji. Skutki ich stosowania często nie są obojętne dla zagrożeń współwystępujących, a także mogą negatywnie wpływać na efektywność innych metod profilaktycznych. Istnieje w związku z tym problem oceny takich oddziaływań oraz optymalizacji doboru zestawów najmniej kolizyjnych profilaktyk. Zadanie to może być w sposób efektywny rozwiązane przez wykorzystanie uniwersalnej oceny stanu zagrożeń skojarzonych wspomaganych komputerowymi technikami obliczeniowymi.

1. Wstęp

Prowadzenie robót górniczych w warunkach występowania zagrożeń naturalnych jest uwarunkowane koniecznością stosowania metod prewencji likwidującej lub ograniczającej negatywne skutki tych zagrożeń. Rodzaj i zakres stosowania odpowiednich metod profilaktycznych jest zależny przede wszystkim od nasilenia rzeczywistego lub prognozowanego występowania tych skutków. Odpowiednie przepisy prawne (Prowadzenie... 1995; Rozporządzenie... 1995; Zarządzenie... 1994; Zasady... 1995) regulują podstawowe zasady zwalczania każdego z zagrożeń traktując je generalnie jako indywidualne wyizolowane przypadki. Wyjątkami są jedynie niektóre odniesienia do zagrożeń towarzyszących, np.:

— w Rozporządzeniu MPiH z dnia 14 kwietnia 1995 r.
- §277 traktujący o opracowywaniu technicznych projektów eksploatacji przy współwystępowaniu zagrożenia metanowego, tąpaniami i pożarami endogenicznymi,
- §351 określający palność pyłu węglowego w warunkach występowania zagrożenia metanowego,

- §356 określający warunki lokalizacji zapór przeciwwybuchowych w pokładach zaliczonych do II, III lub IV kategorii zagrożenia metanowego,
- §359 ustalający ilość wody lub pyłu kamiennego w zaporach przeciwwybuchowych w polach metanowych;

— w Załączniku nr 10 do Rozporządzenia MPiH z dnia 14 kwietnia 1995 r.

- pkt. 1.38.2. i 1.39. mówiące o warunkach zabezpieczeń przed gromadzeniem się i wybuchem metanu w rejonach szczególnego zagrożenia tąpaniami,
- pkt. 1.40. i 1.41. traktujące o warunkach zabezpieczania wyrobisk i ludzi przed wybuchem pyłu węglowego i metanu w pokładach zagrożonych tąpaniami.

Zapisy te świadczą o dostrzeganym problemie wzajemnych oddziaływań między współwystępującymi zagrożeniami oraz wielokierunkowych skutków stosowania profilaktyk. Odnoszą się one jednak do szczegółowych przypadków nie wskazując ani nie sugerując rozwiązań systemowych.

Ograniczenia efektywności profilaktyk wynikające ze współwystępowania wielu zagrożeń i konieczności równoczesnego stosowania wielu ich rodzajów mogą stanowić barierę dla ciągłości i wydajności produkcji. W tych warunkach dobór najmniej kolizyjnych zespołów profilaktyk może mieć duże znaczenie zarówno w wymiarze bezpieczeństwa pracy jak i uzyskiwanych efektów ekonomicznych. Osiągnięcie takiego celu wymaga jednak rozwiązania co najmniej następujących zagadnień:

— identyfikacji i zdefiniowania wzajemnych oddziaływań między zagrożeniami (pojęcia tzw. zagrożeń skojarzonych),
— opracowania sposobu oceny wpływu każdej metody profilaktycznej na wszystkie współwystępujące naturalne zagrożenia górnicze,
— opracowania sposobu wyboru optymalnych w danych warunkach zespołów profilaktyk.

2. Występowanie zagrożeń skojarzonych w kopalniach

Zagrożenia naturalne stale towarzyszą wszelkiej działalności górniczej, a szczególne nasilenie ich występowania obserwowane jest w podziemnych kopalniach węgla. Skrajnymi przejawami zagrożeń są katastrofy nieodłącznie towarzyszące górnictwu. W miarę rozwoju wiedzy, techniki i egzekwowania podstawowych zasad bezpieczeństwa pracy ich liczba sukcesywnie malała, co nie oznacza, że obecnie już nie występują. Przykładowo można podać największe z nich zarejestrowane w ciągu ostatnich pięciu lat — tabela 1.

Tabela 1. Wybrane największe katastrofy górnicze w latach 1996—2001

Table 1. The selected largest mining disasters occuring during the years 1996—2001

Kraj	Data	Rodzaj kopaliny	Liczba ofiar śmiertelnych	Przyczyny katastrofy
1	2	3	4	5
Austria	1998.07.16	talk	10	zawał
Boliwia	1998.03.	złoto	~50	?

Tabela 1. cd.

Table 1. cont.

1	2	3	4	5
	1996.05.26.	?	84	wybuch metanu
	1996.05.	cynk, ołów	33	zatopienie
	1996.06.	złoto	227	zawał
	1996.11.27		114	wyrzut i wybuch metanu
	1997.02.		31	
	1997.03.		89	
	1997.05.02		31	
	1997.05.		30	
	1997.06.		~60	
	1997.10.21		32	
	1997.11.04		43	wybuch metanu
	1997.11.13		87	
	1997.11.27		45	
	1997.12.04		37	
	1998.01.		~40	
	1998.01.24	węgiel	77	
	1998.04.06		84	
	1998.05		55	wybuch dynamitu
	1998.08.10		32	wybuch metanu
Chiny*(?)	1998.10.		36	zatopienie
	1998.11.		35	
	1998.11.23		46	
	1998.11.29		38	
	1998.12.		42	wybuch metanu
	1998.12.		38	
	1998.12.12		32	
	1999.01.		35	
	1999.03.02	złoto	31	wybuch
	1999.05.	węgiel	41	wybuch metanu
	1999.07.	żelazo	29	zatopienie
	2000.04.15	węgiel	40	wybuch metanu
	2000.09.		158(?)	wybuch metanu
	2000.10.	węgiel	25	wybuch metanu
	2001.04.06		47	wybuch metanu
	2001.05.09		54	
	2001.05.	?	39	zatopienie
	2001.07.22	węgiel	92	wybuch (?)
	2001.07.17	cyna	~200	zatopienie
	2001.01.09	węgiel	38	wybuch (?), zatopienie

Tabela 1. cd.

Table 1. cont.

1	2	3	4	5
Indie	2001.03	węgiel	29	?
Jugosławia	1998.01.16	węgiel	29	wybuch metanu
Kolumbia	1997.10.17	węgiel	16	wybuch metanu
	2001.04.		15	wybuch metanu, zawał
Norwegia	1997.09.19	węgiel	23	wybuch metanu
Rosja	1997.09.18	węgiel	23	wybuch metanu
	1997.12.02		67	wyrzut i wybuch metanu
	1998.01.18		10	wybuch metanu, zawał
	1999.05.		26	zatopienie
	2000.03.22		12	wybuch metanu, pożar
Rumunia	2001.08.07	węgiel	14	wybuch metanu
RPA	1996.11.27	diament	22	zatopienie
	1997.07.	złoto	18	tąpnięcie
	1999.07.	węgiel	19	wybuch metanu
	2001.05.08.	złoto	12	
	2001.08.03	węgiel	19	
Tanzania	1998.04.12.	tanzanit	~100	zatopienie
Ukraina	1998.04.04.	węgiel	63	wybuch metanu, pożar
	1998.08.16.		27	wybuch metanu
	1999.05.24		39	
	2000.03.11		11	wybuch metanu, wybuch pyłu
	2001.01.21		80	zawał, wybuch metanu
	2001.05.05		13	wybuch metanu
	2001.08.19		55	wybuch metanu, pyłu i pożar
Wietnam	1998.11.30	?	25	zatopienie
	1999.01.	węgiel	19	wybuch metanu
Zambia	2001.04.08	miedź, kobalt	10	obsunięcie ziemi

(?) — brak danych, dane niepełne lub niepewne

* — tylko katastrofy o liczbie ofiar śmiertelnych większej od 30

W formach przebiegów co najmniej 10 z nich, a być może i przyczynach ich zaistnienia, oprócz oczywiście występowania zagrożeń, wzięło udział więcej niż jedno zagrożenie. Takich zdarzeń w większym przedziale czasu można doszukać się więcej, np.:

— wyrzut i wybuch metanu w kopalni „Oaks" w miejscowości Barnsley w Anglii w dniach 12—18 grudnia 1866 r. — 361 śmiertelnych ofiar,

— wybuch (metanu?) i pożar w kopalni „Brand" w miejscowości Radbod w Niemczech w dniu 12 listopada 1908 r. — 348 ofiar śmiertelnych,
— zawał, wybuch metanu i pożar w kopalni „Hulton N° 3 Pretoria Pit" w miejscowości Atherton w Anglii dniu 21 grudnia 1910 r. — 344 ofiary śmiertelne,
— wybuch metanu, pyłu, pożar i zawał w kopalni Universal w miejscowości Senghenydd w Walii w dniu 14 października 1913 r. — 440 ofiar śmiertelnych,
— wstrząs, wybuch metanu, pyłu i pożar w kopalni „Hillcrest" w miejscowości Hillcrest w prowincji Alberta w Kanadzie dniu 19 czerwca 1914 r. — 189 ofiar śmiertelnych,
— pożar i wybuch „gazów" w kopalni „Reden" w dniu 20 września 1923 r., w wyniku czego śmierć poniosło 38 górników,
— wybuch metanu i pyłu oraz zawał w kopalni „Hangkoi" w prowincji Honkeiko w Mandżurii Wewnętrznej w Chinach w dniu 26 kwietnia 1942 r. — 1549 ofiar śmiertelnych,
— pożar, wybuch „gazów" i wybuch pyłu węglowego w kopalni „Boże Dary" w 1956 r., w wyniku czego śmierć poniosło 23 górników,
— wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Six Bells" w 1960 r. w Wielkiej Brytanii, w wyniku czego śmierć poniosło 45 górników,
— zawał, wybuch metanu i pyłu w kopalni „Coalbrook" w miejscowości Sasolburg w RPA w dniu 21 listopada 1960 r. — 437 ofiar śmiertelnych,
— wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Polska" w 1961 r. w pokładzie 507, w wyniku czego śmierć poniosło 9 górników,
— wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Luisenthal" w 1962 r. w RFN, w wyniku czego śmierć poniosło 299 górników,
— wybuch metanu i pyłu w kopalni „Miike" w miejscowości Omuta w Japonii w dniu 9 listopada 1963 r. — 447 ofiar śmiertelnych,
— wybuch metanu i pyłu oraz pożar w kopalni „Dhori" w miejscowości Dhanbad w Indiach w dniu 28 maja 1965 r. — około 400 ofiar śmiertelnych,
— wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Cambrian" w 1965 r. w Wielkiej Brytanii, w wyniku czego śmierć poniosło 31 górników,
— wybuch metanu i pyłu w kopalni „Kamandama No 2 & Wankie" w Rodezji w dniu 6 czerwca 1972 r. — 457 ofiar śmiertelnych,
— wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Scotia" w USA w 1976 r., w wyniku czego śmierć poniosło 26 górników,
— wyrzut metanu i skał oraz wybuch metanu w kopalni „Szechenyi" na Węgrzech w 1986 r., w wyniku czego śmierć poniosło 70 górników.

Również w Polsce tego typu zdarzenia występowały z różnym nasileniem — tabela 2.

Analiza takich zdarzeń, a także innych niekoniecznie katastroficznych przypadków, pozwala na wyrażenie poglądu, że jednoczesne występowanie w jednym miejscu wielu zagrożeń górniczych wiąże się z faktem ich wzajemnego na siebie oddziaływania. Można przyjąć, że: **przez zagrożenia skojarzone rozumie się te zagrożenia naturalne, które współistniejąc wzajemnie wpływają na inicjację, intensywność oraz przejawy swojego występowania**.

Nie jest to więc nowy rodzaj zagrożenia, a jedynie nowa jakość występowania istniejących zagrożeń.

Tabela 2. Katastrofy w polskich kopalniach węgla kamiennego związane z zagrożeniami skojarzonymi

Table 2. Disasters in Polish hard coal mines related to the associated hazards

Kopalnia	Rok	Pokład	Rodzaj zdarzenia	Wypadki*
Silesia	1974	214/1,2	wybuch CH4 i pyłu	34 i 29
Anna	1974	630	tąpnięcie, wybuch CH4 i pyłu	0 i 3
Staszic	1974	501	zawał, zapalenie CH_4	0 i 0
Nowy Wirek	1976	510	zapalenie CH_4 i pożar	0 i 0
Staszic	1977	501	zapalenie CH_4 i pożar	0 i 0
Staszic	1977	501	zawał, zapalenie CH_4 i pożar	0 i 6
Śląsk	1977	504	zawał, zapalenie CH_4 i pożar	3 i 4
Pokój	1980	507	zawał, wybuch CH_4, pożar	8 i 0
Pokój	1980	507	zapalenie CH_4 i pożar	0 i 0
Pokój	1980	507	wybuch CH_4 i pożar	0 i 0
Mysłowice	1987	405	wybuch CH_4 i pożar	17 i 31
Wawel	1987	506	wybuch CH_4 i pożar	2 i 0
Miechowice	1987	507	tąpnięcie i pożar	1 i 0
Zofiówka	1987	360/3	wybuch CH_4 i pożar	0 i 0
Halemba	1994	412	wstrząs, zawał, pożar	0 i 0
Zabrze-Bielszowice	1996	507	tąpnięcie, zametanowanie	5 i 8
Katowice-Kleofas	1999	620	zapalenie CH_4 od robót strzałowych, pożar	0 i 0
Wesoła	1999	501	zawał, zapalenie CH_4	0 i 0
Katowice-Kleofas	2000	620	zapalenie CH_4, pożar	0 i 2

*) śmiertelne i pozostałe

3. Źródła kolizyjności profilaktyk

Z rozważań teoretycznych, a przede wszystkim z doświadczeń praktycznych wiadomo, że skutki stosowania profilaktyk w warunkach występowania wielu zagrożeń górniczych nie zawsze są dla stanu każdego z zagrożeń korzystne. Źródła tych konfliktów tkwią w podstawowych czynnikach warunkujących występowanie zagrożeń, a one z kolei są własnościami środowiska, w którym prowadzona jest działalność górnicza, tj. w górotworu. Najbardziej istotnymi z nich, warunkującymi występowanie naturalnych zagrożeń górniczych są:

— strukturalna budowa górotworu (kawerny, spękania, szczeliny, pory) — zagrożenie pożarowe, metanowe, wodne i tąpaniami,

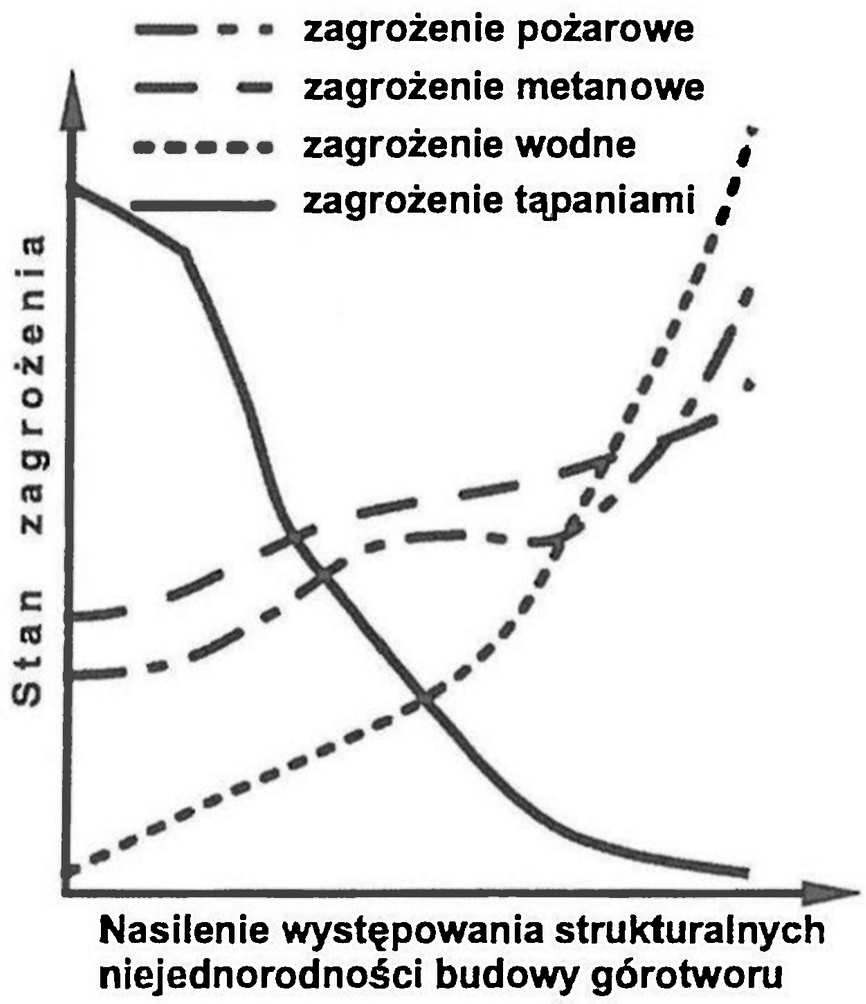
— skład mineralogiczny i petrograficzny budowy górotworu (występowanie w górotworze metanu, wody) — zagrożenie pożarowe, metanowe, wodne i tąpaniami,

— własności fizykochemiczne skał (skłonność węgla do samozapalenia, rozpuszczalność skał, wybuchowość pyłu, zdolności sorpcyjne skał, skłonność do iskrzenia) — zagrożenie metanowe, pyłowe, pożarowe,
— własności mechaniczne skał (sprężystość, wytrzymałość, sztywność skał, skłonność do dynamicznego rozpadu itp.) — zagrożenie tąpaniami, wodne, pyłowe,
— sposób, rodzaj i wartość obciążenia skał (głębokość zalegania złoża, występowanie innych obciążeń; w tym dynamicznych, wielokierunkowość działania sił) — zagrożenie tąpaniami, metanem, wodne i pożarami.

Istnieje oczywiście również wiele innych czynników wpływających na stany zagrożeń, lecz ich geneza wywodzi się z wymienionych wyżej charakterystycznych cech górotworu, lub też z wtórnych w stosunku do nich sfer działalności człowieka. Można mówić o czynnikach natury technologicznej, technicznej i organizacyjnej, a do najważniejszych z nich należą:

— podporność i stateczność obudowy,
— odporność fizyko — chemiczna obudowy,
— parametry wentylacji,
— sposób wentylacji,
— urządzenia i systemy prewencji,
— parametry mechaniczne procesu wydobycia,
— parametry geometryczne eksploatacji,
— rygory organizacji pracy.

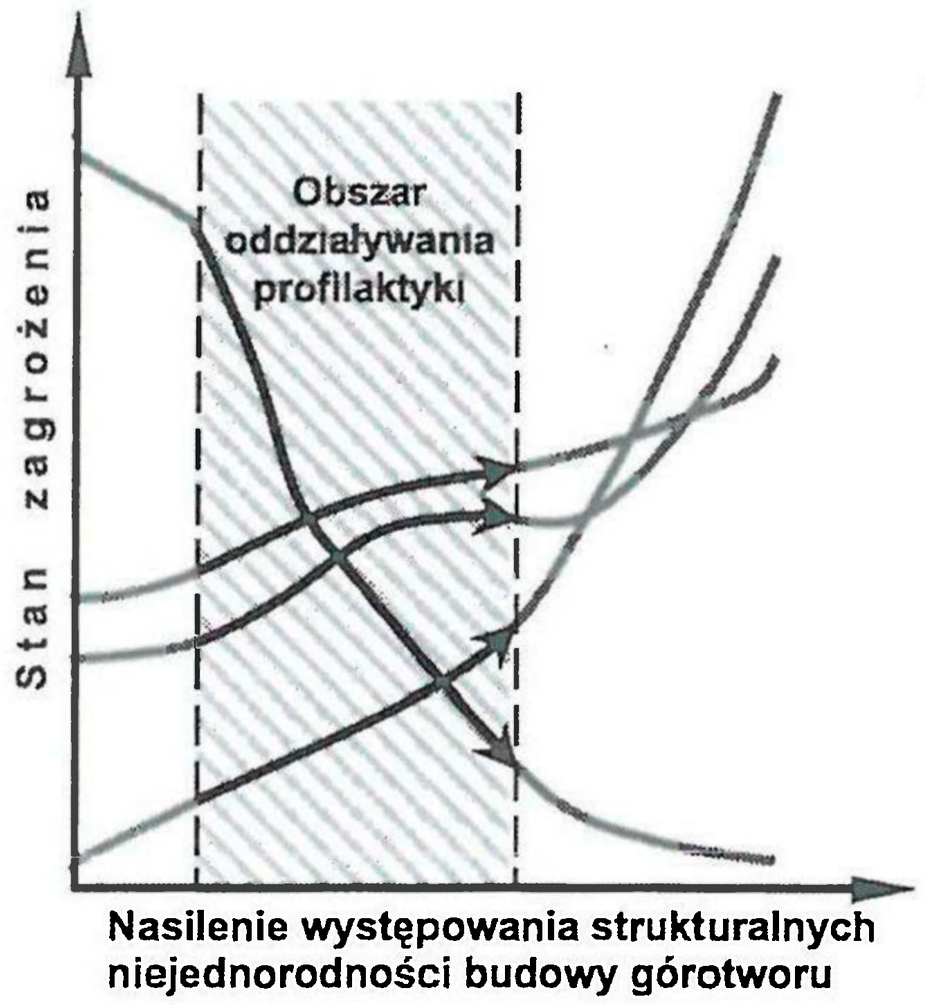
Nasilenie występowania danego czynnika może wpływać, poza nielicznymi wyjątkami, na poszczególne zagrożenia w sposób zróżnicowany, a często wręcz przeciwny. Przykładowo silnie rozwinięta szczelinowatość i porowatość skał jest okolicznością sprzyjającą występowaniu zagrożenia pożarowego, metanowego i wodnego oraz ograniczającą zagrożenie tąpaniami. Można w największym uogólnieniu zależności te przedstawić w postaci rosnących lub malejących funkcji wiążących stan danego zagrożenia z nasileniem występowania danej cechy charakteryzującej górotwór — rysunek 1. Zwalczanie zagrożeń naturalnych jest realizowane



Rys. 1. Zależność stanów wybranych zagrożeń od struktury skał

Fig. 1. Relationship between the selected hazard states and the rock structure

poprzez oddziaływanie na wymienione wyżej czynniki. Wykorzystują one często mechanizmy interwencji w źródła zagrożeń, zmieniając ich właściwości, stany i formy, ograniczając, eliminując lub izolując czynniki sprzyjające zagrożeniom. Wobec mnogości profilaktyk nie jest możliwe w niniejszym artykule szczegółowe charakteryzowanie sfer oddziaływań każdej z nich. Przykładowo na rysunku 2 przedstawiono skutki oddziaływania hipotetycznej profilaktyki



Rys. 2. Wpływ zmiany dezintegracji struktury skał na stany wybranych zagrożeń

Fig. 2. Effects of the rock structure desintegration on the selected hazard states

tąpaniowej (destrukcji struktury warstw skalnych, np. strzelań torpedujących strop pokładu) na stany wybranych czterech zagrożeń naturalnych. Zwiększając destrukcję skał obniżamy stan zagrożenia tąpaniami, ale jednocześnie zwiększamy stany zagrożenia pożarowego, metanowego i wodnego. W tego typu zależnościach jest zawarta istota kolizyjności profilaktyk. W ogólności można je usystematyzować w dwie ogólne grupy konfliktów:

— niekorzystnych zmian stanów zagrożeń współwystępujących,
— ograniczenia zakresów i skuteczności stosowania innych profilaktyk.

Można także określić ich istotę w następujący sposób:

— skutki profilaktyki korzystnie wpływające na stan danego zagrożenia mogą powodować:
  - pojawienie się innego zagrożenia,
  - zwiększenie intensywności występowania innych zagrożeń,
  - ograniczenie efektywności stosowania innych metod profilaktycznych.

Występowanie kolizyjności profilaktyk stwarza potrzebę optymalizacji ich doboru. Jest to problem rozwiązywany w praktyce na drodze indywidualnych eksperckich wyborów. W przypadku złożonych sytuacji ten tryb postępowania jest zawodny i często nie przynosi właściwych efektów.

4. Optymalizacja doboru profilaktyk

Podstawą doboru najmniej kolizyjnych metod profilaktycznych musi być ocena ich wpływu na stany wszystkich współwystępujących zagrożeń. Ogólne postacie zależności przedstawio-

nych na rysunkach 1 i 2 można tworzyć dla wszystkich metod profilaktycznych względem wszystkich zagrożeń. Dla ich praktycznej użyteczności niezbędna jest jednak znajomość szczegółowych postaci zależności:

$$SZ_i = f(x_j) \tag{1}$$

gdzie:

SZ_i — stan i-tego zagrożenia,

x_j — nasilenie występowania j-tej cechy wpływającej na stan i-tego zagrożenia.

Zależności takie w ścisłej postaci są znane jedynie w wyjątkowych przypadkach, ograniczających się do sytuacji bezpośrednich związków między konkretnymi, mierzalnymi wielkościami fizykochemicznymi. Typowym przykładem jest zależność między stężeniem metanu w powietrzu a jego wybuchowością. Jeżeli jednak będziemy próbowali dodatkowo wiązać np. zmiany szczelinowatości skał z wydzielaniem metanu do wyrobisk, to związek ten będzie już znacznie trudniejszy do ścisłego określenia. Poza tym zawsze istnieje jeszcze etap kolejny, wiążący wybuchowość mieszaniny powietrza z metanem ze stanem zagrożenia wybuchem, w którym muszą być uwzględniane dodatkowe czynniki związane np. z ryzykiem zaistnienia inicjału wybuchu. Dla innego rodzaju czynników i zagrożeń postacie tych zależności są znacznie słabiej poznane. W efekcie więc prawie zawsze mamy do czynienia z ilościowo-jakościowymi formułami łączącymi opisowe kryteria z konkretnymi wartościami fizycznych lub umownych wielkości. Taki stan utrudnia lub wręcz uniemożliwia bezpośrednie porównywanie ocen oddziaływania profilaktyk. W przeszłości podejmowane były próby jakościowej (Konopko i in. 1994) i ilościowej (Kabiesz i in. 1996) oceny wpływu wybranych profilaktyk na zagrożenia górnicze. Próby te ograniczały się do umownej werbalnej (tab. 3) lub liczbowej oceny takich wpływów.

Były to jednak próby mało przydatne, trudne do wykorzystania w wielu sytuacjach. Występowały podstawowe trudności z wyborem konkretnych wartości współczynników, wag wpływu profilaktyk na zagrożenia.

Rozmyty model oddziaływania profilaktyk

Przeciętnie uzdolniony człowiek potrafi zapamiętać jedynie 5 do 9 charakterystycznych stanów obiektu będących odpowiednikami liczb, a analizować ich wzajemne relacje w jeszcze bardziej ograniczonym wymiarze. Ten obiektywny fakt był prawdopodobnie najważniejszą przyczyną występujących trudności wiarygodnej oceny wpływu profilaktyk na stany współwystępujących zagrożeń. Zachodzi wobec tego fundamentalne pytanie „w jaki sposób przy tak ograniczonych możliwościach człowiek może panować nad złożonymi systemami, a w szczególności otaczającą go przyrodą?". Prawdopodobnie umożliwiają mu to reguły przybliżonego wnioskowania, wielowartościowa logika oraz nie tylko deterministyczne zasady pracy mózgu. W swoim codziennym postępowaniu ludzie często nie posługują się logiką dwuwartościową (prawda, fałsz), lecz używają jeszcze pojęcia możliwości. Do oceny stanu obiektu ludzie nie potrzebują liczb. Wystarczają im oceny lingwistyczne typu: dużo, mało, bezpiecznie, więcej, szybciej itp. które umożliwiają sterowanie bardzo skomplikowanymi urządzeniami (chociażby

Tabela 3. Zestawienie wybranych metod zwalczania zagrożeń naturalnych wraz z oceną ich uniwersalności (Konopko i in. 1994)

Table 3. Summary of the selected methods for combating natural hazards and the assessment of their universality (Konopko et all 1994)

Metoda profilaktyczna		Zagrożenie							
		tąpaniami	pożarami	metanem	pyłem	klimatyczne	wodne	obwałami	wyrzutami
Odprężanie pokładów	podebranie	+	–	±	*	*	–	–	+
	nadebranie	+	±	±	*	*	*	*	*
Kicrowanie stropem	zawał	±	–	–	*	–	–	±	*
	podsadzka	±	+	+	*	±	+	–	*
Intensywność eksploatacji	duża prędkość postępu przodków	±	+	–	–	–	–	+	–
	duża koncentracja	–	–	–	–	–	–	–	–
Pozostawianie filarów	bezpieczeństwa	–	±	*	*	*	+	±	*
	ochronnego	–	–	*	*	*	+	±	*
Urabianie	MW	+	–	–	+	*	–	±	±
	maszynami	–	+	±	–	±	+	+	±
Strzelania odprężające w pokładzie		+	–	±	–	*	–	–	+
Strzelania w stropie (w górotworze)		+	*	±	*	*	–	–	+
Wiercenia odprężającc		+	–	–	*	*	*	–	±
Nawadnianie pokładu węgla		+	+	+	+	–	*	–	+
Nawadnianie górotworu		+	+	*	+	*	*	–	+
Ukierunkowane szczelinowanic skał		+	*	±	*	*	*	*	*
Odwadnianie zrobów		*	–	–	*	*	+	+	*
Odwadnianie górotworu		–	–	±	*	+	+	+	*
Uszczelnianie zrobów		*	+	±	*	+	*	*	*
Podsadzanie wyrobisk		+	+	+	+	+	+	+	+
Tamowanie wyrobisk	tamy wodne	*	+	+	+	+	+	*	*
	tamy izolacyjne	*	+	+	*	+	*	*	*
	korek podsadzkowy	*	+	+	*	+	+	*	*
Duża intensywność przewietrzania		*	±	+	–	+	*	*	*
Wyrównywanie potencjałów aerodynamicznych		*	+	+	*	*	*	*	*
Odmetanowanic złoża		*	±	+	*	*	*	*	+
Pozostawianie półek węglowych		*	–	*	*	*	*	*	*
Obudowa zmechanizowana ścian		+	+	±	*	*	*	+	*
Wzmacnianie obudowy		+	+	*	*	*	+	+	*

\+ korzystne, – niekorzystne, ± w zależności od sytuacji, * obojętne

np. prowadzenie samochodu w dużym natężeniu ruchu drogowego) czy też intuicyjny opis i przewidywanie zachowania się złożonych systemów.

Ścisłe reguły posługiwania się lingwistycznymi pojęciami (ocenami) są domeną tzw. logiki rozmytej, której zasady sformułował Lotfi A. Zadeh (Zadeh 1965, 1979). Jej rozwój oraz coraz szersze zastosowanie należy tłumaczyć możliwościami poprawnego rozwiązywania zagadnień nieliniowych oraz bardzo złożonych, często nie zdefiniowanych zagadnień liniowych. W logice tej możliwe jest uwzględnianie oraz obiektywne ścisłe przekształcanie opinii ludzkich wyrażanych w formie werbalnej. Stosując jej zasady możliwe jest stworzenie rozmytego modelu zagrożeń skojarzonych (Wanat, Kabiesz 2000), z którego własności wynika możliwość tworzenia charakterystyk oddziaływania na zagrożenia profilaktyk, ich oceny oraz optymalizacji ich doboru.

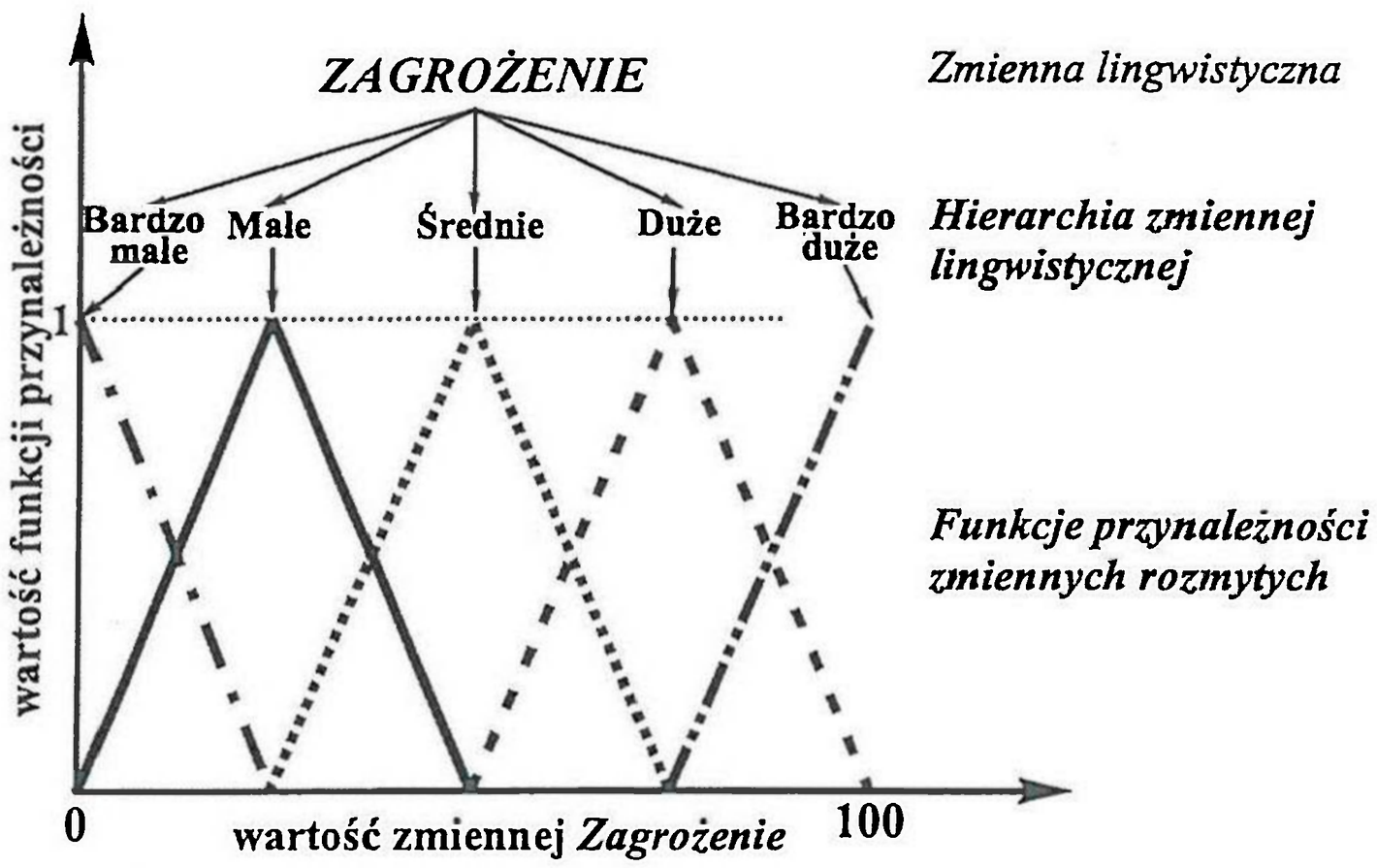
Jeżeli przyjmiemy, że zagrożenie jako pojęcie rozmyte „składa się" z nazwy zagrożenia oraz oceny jego stanu to możliwe jest przedstawienie pojęcia zagrożeń skojarzonych w postaci:

$$ZS = \left(\frac{SZ_1}{Z_1}, \frac{SZ_2}{Z_2}, \ldots, \frac{SZ_i}{Z_i} \right) \tag{2}$$

gdzie:

- ZS — rozmyte pojęcie „zagrożenia skojarzone",
- Z_i — nazwa i-tego zagrożenia,
- SZ_i — wartość funkcji przynależności i-tego zagrożenia (wartość oceny stanu i-tego zagrożenia).

Każde z zagrożeń jako zmienne lingwistyczne posiadają hierarchię określoną przez zbiory ich wartości rozmytych (wartość: zagrożenie zerowe, bardzo małe, małe, średnie, duże i bardzo duże). Przyjęto, że zmienne lingwistyczne określające hierarchię posiadają funkcję przynależności w postaci linii prostych (ramion trójkąta równoramiennego), wobec czego można przedstawić je tak jak na rysunku 3. Na takich modelach stan zagrożenia jest określony przez

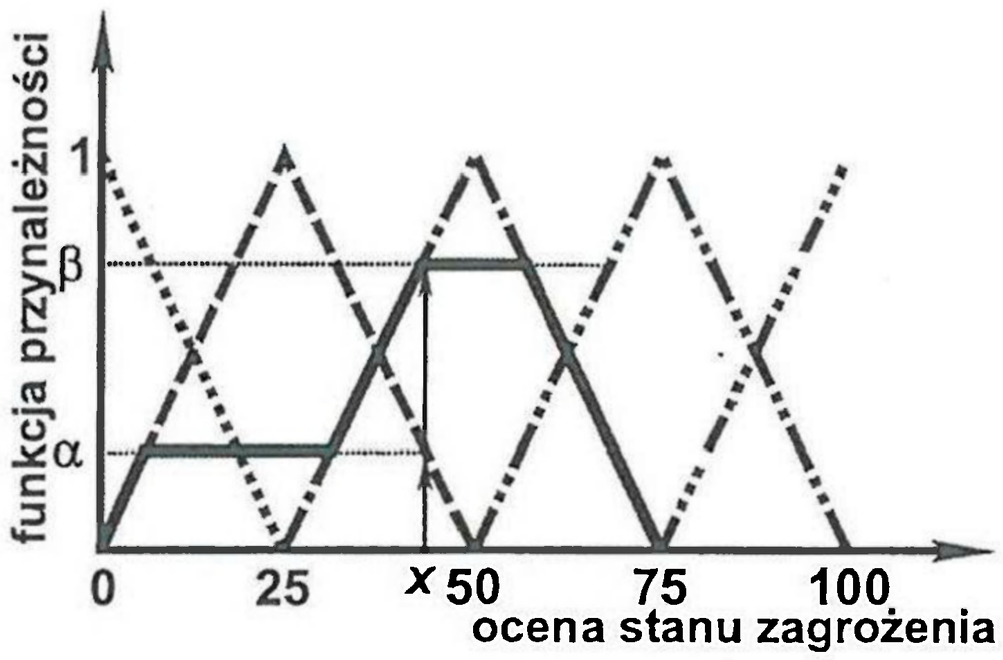


Rys. 3. Rozmyty wzorzec zagrożeń górniczych (Wanat, Kabiesz 2000)

Fig. 3. The fuzzy mining hazard standard (Wanat, Kabiesz 2000)

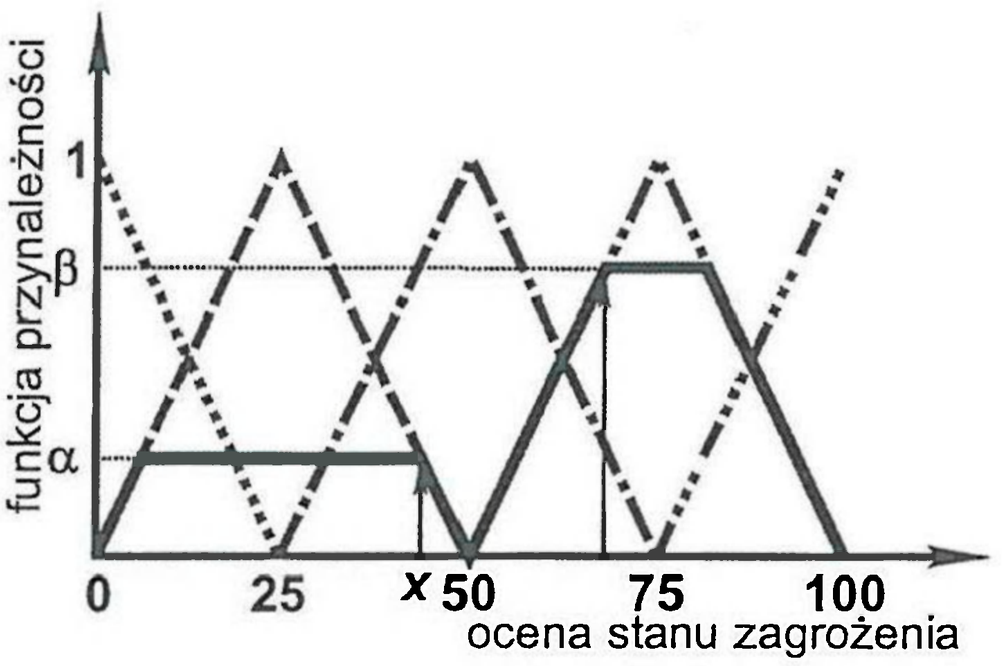
konkretną wartość x funkcji przynależności, co można poglądowo przedstawić tak jak na rysunku 4.

Oddziaływania profilaktyk to w konwencji logiki rozmytej przekształcanie modelu pod wpływem oddziaływania modyfikatora — rysunki 4 i 5.



Rys. 4. Rozmyty model oceny stanu zagrożenia (Kabiesz 2001)

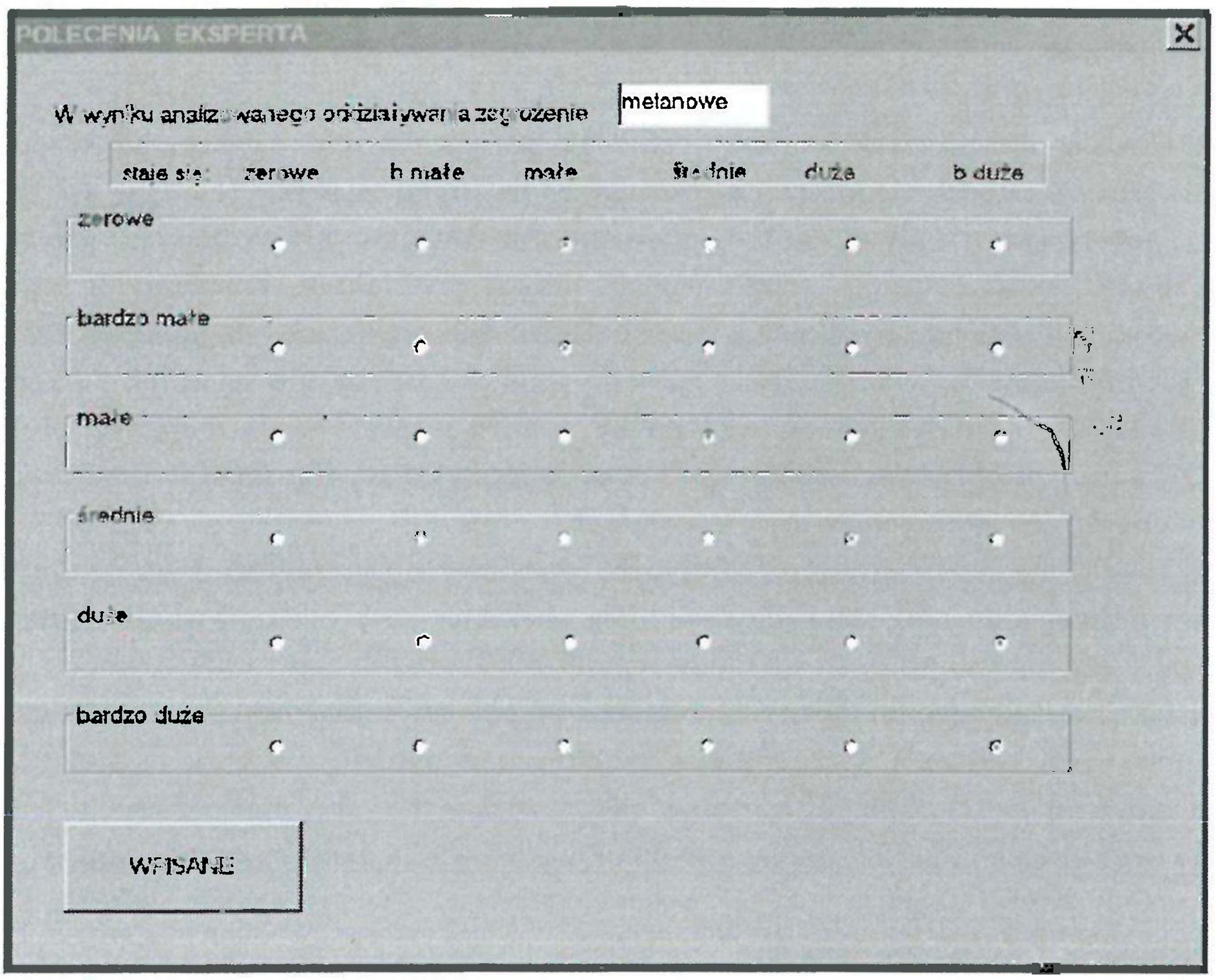
Fig. 4. Fuzzy model for hazard state assessment (Kabiesz 2001)



Rys. 5. Przekształcenie rozmytego modelu stanu zagrożenia pod wpływem modyfikatora (Kabiesz 2001)

Fig. 5. Modifier — dependent transformation of the fuzzy hazard state model (Kabiesz 2001)

W praktyce oznacza to konieczność nazwania i zdefiniowania charakteru oddziaływań między zagrożeniami. W lingwistycznym sposobie ich definicji werbalnie określa się relację zachodzącą miedzy kryterialnymi wzorcami wewnętrznej hierarchii zagrożeń a modyfikatorami przekształcającymi je w inne wzorce. Określa się iż w wyniku danego oddziaływania np. zagrożenie małe staje się zagrożeniem średnim, a zagrożenie średnie dużym itd. Dla innego oddziaływania może występować sytuacja odwrotna; zagrożenie bardzo duże staje się średnim, a zagrożenie duże małym. Matematyczny opis takich przekształceń jest dosyć złożony i posługiwanie się wprost nim dla tworzenia wzorców zagrożeń oraz definiowania ich przekształceń stało by w sprzeczności z przyjętą zasadą wykorzystywania doświadczenia oraz intuicji ekspertów. Stworzono wobec tego możliwość realizacji tych zadań w postaci programu komputerowego, w którym w odpowiednim oknie dialogowym deklaruje się odpowiednie relacje zachodzące między zagrożeniami oraz profilaktykami — rysunek 6. Po zdefiniowaniu wszystkich oddziaływań możliwe jest dokonanie symulacji dla wszystkich możliwych wariantów



Rys. 6. Przykładowa rozmyta charakterystyka oddziaływania wybranej profilaktyki na zagrożenie metanowe

Fig. 6. An example of the fuzzy characteristics of the selected preventive measures effect on methane gas explosion hazard

zastosowania profilaktyk i wybór najkorzystniejszego z nich. W praktyce często jedno z zagrożeń jest dominującym, wobec czego kryteria optymalizacji doboru profilaktyk muszą ten fakt uwzględniać. Można sformułować następujące ogólne kryteria doboru profilaktyk:

— zapewnienie największego bezpieczeństwa pracy,
— obniżenie stanu zagrożenia najbardziej niebezpiecznego (dominującego),
— możliwość wyboru optymalnej liczby i rodzajów profilaktyk z deklarowanego ich zestawu.
— możliwość dokonania optymalizacji kolejności wykonywania profilaktyk.

Zapewnienie największego bezpieczeństwa pracy należy utożsamiać z najniższą z możliwych wartości ocen stanu zagrożeń skojarzonych.

Obniżenie stanu zagrożenia dominującego może oznaczać, że stany innych współwystępujących zagrożeń nie muszą ulec obniżeniu, a w niektórych przypadkach dopuszczalne jest nawet ich zwiększenie. Pomocniczym kryterium oceny przy analizie takich sytuacji może być minimalizacja ryzyka zawodowego. Decyzje takie muszą być podejmowane indywidualnie dla każdego przypadku doboru profilaktyk.

W realnych warunkach występują pozytywne i negatywne skutki stosowania profilaktyk w odniesieniu do możliwości wykorzystania i skuteczności innych profilaktyk. Wynika z tego wniosek o znaczeniu kolejności realizacji profilaktyk oraz potrzebie jej optymalizacji. W logice rozmytej można wykorzystywać do tego celu brak przemienności dodawania, a w szczególności sumowania skutków zastosowania poszczególnych profilaktyk.

5. Podsumowanie

Stosowanie metod prewencji naturalnych zagrożeń górniczych w przypadku współwystępowania wielu z nich jest zagadnieniem złożonym i trudnym. W praktyce często spotykane są przypadki negatywnego wpływu skutków zastosowania danej metody na stany innych zagrożeń oraz możliwości zastosowania i efektywności innych profilaktyk. Problemy te są jedynie wycinkowo sygnalizowane w obowiązujących przepisach prawnych, stosunkowo rzadko poruszane w publikacjach, a w praktyce subiektywnie rozwiązywane na drodze eksperckich decyzji dla każdego indywidualnego przypadku. Realne występowanie tego typu problemów wynika z bieżących obserwacji ruchowych oraz sugerują to wyniki analizy niektórych katastroficznych zdarzeń występujących w kopalniach.

W ostatnich latach opracowano teoretyczne podstawy opisu zagrożeń skojarzonych oraz stworzono uniwersalne narzędzia dla tworzenia charakterystyk oddziaływania skutków profilaktyk na stany poszczególnych współwystępujących zagrożeń, ich sumowania oraz optymalizacji doboru metod profilaktycznych. Stwarza to podstawy dla bardziej efektywnego stosowania prewencji zagrożeń, szczególnie w sytuacjach najbardziej złożonych i trudnych.

Przedstawione w artykule rozwiązania należy traktować jako próbę zobiektywizowania problemu oceny stanu zagrożeń skojarzonych oraz stosowania metod prewencyjnych.

Literatura

Kabiesz J., 2001: *Zagrożenia skojarzone*. W monografii pt. Strategia poprawy bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla kamiennego. Praca zbiorowa pod redakcją W. Konopko, GIG, Katowice.

Kabiesz J. Konopko W. i inni, 1996: *Sposób kompleksowej oceny stanu zagrożenia tąpaniami, pożarami i metanem*. Dokumentacja pracy naukowo-badawczej GIG o symbolu I. 1.2.4., Katowice, (niepublikowana).

Konopko W., Kabiesz J., 1994: *Sotriasenija i gornyie·udary kak iniciatory opasnosti po metanu*. Proc. Symp. on Rockbursts and Sudden Outbursts. Theory, Prevention and Protection of Miners. ECE/UN, 04—11.06.1994, St. Petersburg.

Prowadzenie robót górniczych w warunkach zagrożenia tąpaniami. Załącznik nr 10 do Rozporządzenia Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 14 kwietnia 1995 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. 1995.

Rozporządzenie Ministra Przemyslu i Handlu z dnia 14 kwietnia 1995 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz. U. nr 67 z 19.06.1995.

Wanat K., Kabiesz J., 2000: *Model zagrożeń skojarzonych*. Prace Naukowe GIG. Seria: Konferencje № 36, Katowice.

Zadeh A., 1965: *Fuzzy sets*. Inf. Control, vol. 8.

Zadeh A., 1979: *A theory of approximate reasoning*. Machine Intelligence, vol. 9.

Zarządzenie Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego z dnia 3 sierpnia 1994 r. w sprawie określania kryteriów oceny zagrożeń naturalnych oraz trybu zaliczania złóż kopalin, ich części lub wyrobisk górniczych do poszczególnych stopni zagrożeń. M. P. nr 45 z 19.08.1994.

Zasady doboru środków zabezpieczających przed zapłonem metanu przy urabianiu zwięzłych skał kombajnami oraz przed tworzeniem się nagromadzeń metanu w rejonie skrzyżowań ścian z chodnikami przyścianowymi. Załącznik nr 7 do Rozporządzenia Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 14 kwietnia 1995 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. 1995.

Use of preventive measures for combating the associated hazards when mining coal seams

Abstract

Coal seam mining in the Upper Silesian Coal Basin is conducted under complex mining and geological condutions. Consequently, many natural hazards occur in mines. To combat them, each hazard requires its own specific prevention method to be used. The effects of their use are not often indifferent to the coexisting hazards and can also negatively influence the effectiveness of the other preventive measures. In this context, there is a problem of how to assess such interactions and how to optimize the selected sets of the least conflicting preventive measures. This task can efficiently be solved using the computer aided universal assessment of the associated hazard state.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 849—860

Zygmunt KAJDASZ
Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego, Bytom
Tadeusz STEFANOWICZ
Ośrodek Badawczo-Usługowy Wentylacji przy KWK Wujek, Katowice

Akcja ratownicza w donieckiej kopalni im. A. Zasjadzko

Słowa kluczowe

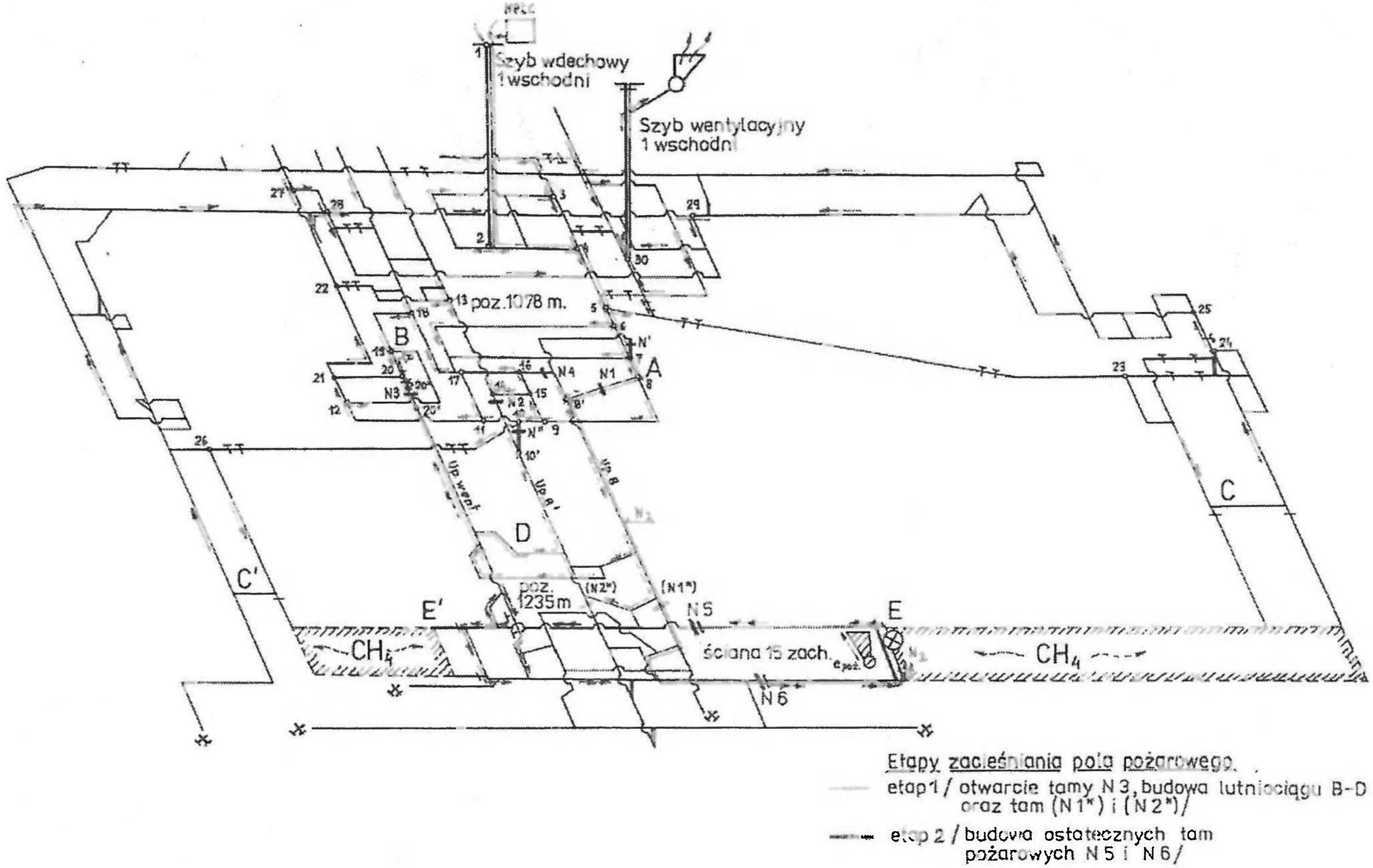
Ratownictwo górnicze – wybuch metanu – pożar podziemny

Streszczenie

W referacie przedstawiono warunki naturalne i górniczo-wentylacyjne oraz przebieg akcji ratowniczej w rejonie ściany 15 zachodniej w donieckiej kopalni im. A. Zasjadzko, tj. akcji związanej z wybuchem metanu i pożarem podziemnym z dnia 19 sierpnia 2001 roku zaistniałym w środowisku tej ściany. Zwrócono przy tym szczególną uwagę na wybrane charakterystyczne etapy tej akcji obejmujące odzyskiwanie i zacieśnianie otamowanego rejonu, co było realizowane z udziałem ekipy polskich specjalistów z Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego w Bytomiu i Ośrodka Badawczo-Usługowego Wentylacji przy KWK Wujek w Katowicach i przy korzystaniu ze sprzętu specjalistycznego CSRG (wytwornica azotu HPLC). Autorzy przedstawili również wyniki własnych badań (pomiarów) wentylacyjnych wykonanych in situ wraz z uwagami i propozycjami dotyczącymi przedmiotowej akcji i zwalczania zagrożenia metanowego w rozpatrywanym rejonie.

1. Wstęp

Przedmiotowy pożar powstały w kopalni im. A. Zasjadzko w dniu 19 sierpnia 2001 r. był poprzedzony wybuchem lub wybuchami metanu połączonymi najprawdopodobniej z wybuchem pyłu węglowego. Ich zapoczątkowanie nastąpiło w górnym odcinku czynnej ściany eksploatacyjnej 15 zachodniej, prowadzonej podłużnie w kierunku od pola z zawałem skał stropowych (rys. 1). Wskutek tych wybuchów w bardzo krótkim czasie doszło do rozwiniętego pożaru podziemnego, który objął praktycznie całe środowisko wypływowe ściany wraz z około 200—300 metrowym odcinkiem chodnika nadścianowego. W strefie wybuchów i powstałego pożaru przebywało ponad 50 górników. Z kolei wytworzona depresja pożarowa doprowadziła do odwróceń pierwotnych kierunków przepływu powietrza w niektórych wyrobiskach i spowodowała niebezpieczną recyrkulację gazów pożarowych poprzez środowisko ściany 15 zachodniej. Wobec zatem realnego zagrożenia wtórnym wybuchem gazów pożarowych i metanu



Rys. 1. Schemat przestrzenny otamowanego rejonu pożarowej ściany 15 zachodniej w donieckiej kopalni im. A.F. Zasjadko
Etapy zacieśniania pola pożarowego: etap I otwarcie tamy N3, budowa lutniociągu B-oraz tam (N1*) i (N2*) etap II budowa ostatecznych tam pożarowych N5 i N6

Fig. 1. Spatial diagram of sealed off fire of the Western 15 longwall at " A.F. Zasjadko" mine in Donietzk. Stages of fire area's tightening. Stage I opening of N3 stopping, construction of B air-duct and (N1*) i (N2*) stoppings Stage II construction of permanent N5 i N6 fire stoppings

w tym środowisku uznano za konieczne otamowanie i odizolowanie całego rejonu ściany 15 zachodniej od czynnych wyrobisk górniczych. Izolacji takiej dokonano już 21 sierpnia 2001 r. za pomocą czterech murowych tam pożarowych N1, N2, N3 i N4, z których tamy N1, N2 i N4 (oraz zamknięcia zbiorników urobku N' i N") są wdechowe, a tama pożarowa N3 jest tamą wydechową (rys. 1).

Ze schematu przestrzennego widać (rys. 1), iż poprzez wykonanie wymienionych tam pożarowych N1 do N4 odizolowano od reszty kopalni cały podpoziom eksploatacyjny 1235 m (udostępniony trzema upadowymi z poziomu 1078 m). Podpoziom ten obejmuje rejon pożarowej ściany 15 zachodniej, rejon likwidowanej ściany 15 wschodniej oraz roboty przygotowawcze dla kolejnych ścian wydobywczych projektowanych na tymże podpoziomie. Bezpośrednio na skutek w/w wybuchu i pożaru z dnia 19 sierpnia 2001 r. zginęło 37 górników, przy czym 10 górników pozostało w otamowanej przestrzeni podpoziomu 1235 m.

W stanie akcji ratowniczej jak wyżej (otamowanie tamami pożarowymi całego zagrożonego podpoziomu), w nocy 22/23 sierpnia 2001 r. przybyła wraz z urządzeniem HPLC do wytwarzania azotu z powietrza atmosferycznego ekipa polska i włączyła się niezwłocznie do akcji. Po zapoznaniu się z aktualną sytuacją wentylacyjno-pożarową i warunkami metanowymi w zagrożonym rejonie, wspólnie z kierownictwem akcji ustalono, że w ramach dalszych prac ratowniczych należy w ogólności zrealizować, co następuje:

— zainstalować urządzenie HPLC i rozpocząć możliwie intensywne podawanie azotu do środowiska pożarowej ściany 15 zachód oraz prowadzić inertyzację tego środowiska przez cały czas dalszych prac ratowniczych,
— odzyskać część podpoziomu 1235 m i zacieśnić otamowaną przestrzeń jedynie do samego środowiska ściany 15 zachód poprzez wykonanie przeciwwybuchowych tam pożarowych N5 i N6 w jej chodnikach przyścianowych (rys. 1),
— przyspieszyć wychładzanie środowiska zapożarowanej ściany i w odpowiednim czasie przeprowadzić penetrację tego środowiska (m.in. w celu odnalezienia wymienionych pozostałych 10 górników).

Uwzględniając powyższe uwarunkowania celowe było wyłonienie kilku charakterystycznych etapów prowadzenia przedmiotowej akcji ratowniczej. Etapy te wraz z oceną i istotnymi uwagami przedstawiamy w dalszej części referatu. Najpierw jednak w niezbędnym zakresie charakteryzujemy warunki naturalne i górniczo-wentylacyjne oraz związany z nimi stan zagrożenia metanowego istniejący w rozpatrywanym rejonie przed zaistnieniem pożaru.

2. Stan i ocena warunków naturalnych i górniczo-wentylacyjnych oraz zagrożenia metanowego w rejonie przed pożarem

Kopalnia im. A. Zasjadzko jest kopalnią wielopoziomową. Najgłębszy poziom eksploatacyjny — to w istocie otamowany obecnie na skutek wybuchu pożaru z dnia 19.08.2001 r. podpoziom poziomu 1078 m — założony jest na głębokości 1235 m. Z podpoziomem tym, oczywiście, związany jest rejon pożarowej ściany 15 zachodniej. Jej pole wybierkowe usytuowane jest na głębokości osiągającej średnio 1250 m, gdzie temperatura pierwotna masywu skalnego przekracza 40°C. Ściana ta, jak już nadmieniono, była prowadzona podłużnie w kierunku od pola z zawałem stropu, a to w pokładzie silnie metanowym o grubości około 2 m. Metanonośność bowiem eksploatowanego pokładu jest bardzo duża — około 20 m^3CH_4/Mg_{csw}.

Strop bezpośredni pokładu stanowi dobrze rabujący się łupek o miąższości prawie 20 m. Docelowy wybieg ściany 15 zachód wynosi w przybliżeniu 1800 m, przy czym do jego osiągnięcia pozostało jeszcze około 300 m. Pole zrobowe zatem tej ściany ma znaczną długość (ok. 1500 m) i dużą objętość — do około 600 000 m^3.

Całkowite wydzielanie metanu w kopalni im. A.Zasjadzko wynosi ponad 40 m^3CH_4/s = = 240 m^3CH_4/min (do ok. 250 m^3CH_4/min), a to przy zapewnieniu w kopalni powietrza świeżego w ilości około 550 m^3/s = 3300 m^3/min (trzy szyby wdechowe i tyleż szybów wydechowych). Metanowość bezwzględna samego zaś rejonu ściany 15 zachód dochodziła ekstremalnie do około 1,7 m^3CH_4/s ~ 100 m^3CH_4/min, przy wydobyciu dobowym ściany rzędu 3000 Mg. Około 30—40% wydzielającego się tutaj metanu przejmowało powietrze przepływające przez ścianę (V_p ~ 25 m^3/s = 1500 m^3/min). Natomiast pozostała część metanu miała być ujmowana przez tzw. odmetanowanie, polegające na kierowaniu metanu w głąb zrobów i dalej do wyrobisk na poziomie wentylacyjnym 1078 m związanych z szybem wydechowym Wschodnim 1. W tym celu utrzymywana jest bardzo duża różnica potencjałów aerodynamicznych między środowiskiem ściany 15 zachód a wymienionymi wyrobiskami wentylacyjnymi (między środowiskami E i C, rys. 1). W tej sytuacji również na zroby tej ściany oddziaływały duże różnice potencjału aerodynamicznego. Stan taki niewątpliwie sprzyjał tworzeniu się ognisk samozagrzewania węgla w zrobach. Natomiast sam węgiel z pokładu wybieranego ścianą 15 zachód jest węglem koksującym i cechuje się stosunkowo niewielką skłonnością do samozapalenia. Niemniej nie można wykluczyć istnienia uformowanego ogniska pożaru endogenicznego w zrobach ściany 15 zachodniej przed wybuchem metanu.

Wymieniony szyb wydechowy Wschodni I usytuowany jest w bliskiej odległości od szybu wdechowego, przy czym między tymi szybami istnieje na poziomie 1078 m szereg tzw. potencjalnych krótkich spięć wentylacyjnych (rys. 1). W spięciach tych (w wentylacyjnych tamach rozdzielających) zachodzą duże spadki potencjału aerodynamicznego. Zaistnienie zatem któregoś ze spięć może powodować istotne zaburzenia w/w tzw. odmetanowania zrobów ściany 15 zachodniej, przy czym zroby te stanowią niewątpliwie rozległy zbiornik metanu (o objętości do ok. 600 000 m^3). Ocenia się bowiem, że ich odmetanowanie środkami wentylacyjnymi jak wyżej w istniejących uwarunkowaniach metanowych i górniczo-wentylacyjnych nie może być efektywne. Toteż zasadne jest również przypuszczenie, że wymienione zaburzenia (nakładające się np. z długotrwałą zniżką ciśnienia barometrycznego) mogły powodować przenikanie dodatkowych znacznych ilości metanu do środowiska ściany 15 zachodniej i doprowadzić do powstania wybuchowej mieszaniny metanowo-powietrznej w tym środowisku. Sam zaś jej wybuch (do którego doszło w dniu 19 sierpnia 2001 r.) mógł być spowodowany przyczynami zewnętrznymi lub też ewentualnym istnieniem wspomnianego ogniska pożaru endogenicznego w zrobach ścianowych. Występujące duże zagrożenie metanowe i temperaturowe (klimatyczne), jak również istniejące złożone uwarunkowania wentylacyjne w rejonie pożarowej ściany 15 zachód, oczywiście, w istotnym stopniu utrudniały prowadzenie w/w dalszych prac ratowniczych.

3. Charakterystyczne etapy akcji ratowniczej, ich analiza i ocena

Całość prac prowadzonych w ramach przeciwpożarowej akcji ratowniczej w rejonie ściany 15 zachodniej w kopalni im. A. Zasjadzko, jak i innych prac wykonywanych dla potrzeb tej akcji wskazane jest podzielić na cztery charakterystyczne etapy:

Etap I — dotyczy okresu czasu od powstania pożaru w środowisku ściany 15 zachód (19.08.2001 r.) do rozpoczęcia podawania azotu do tegoż środowiska za pomocą naszego urządzenia HPLC (23.08.2001 r./zmiana B). Obejmuje on zatem prace ratownicze związane bezpośrednio z wycofywaniem załogi z zagrożonego rejonu, „zamykanie" całego podpoziomu 1235 m za pomocą murowych tam pożarowych N1 do N4 i dodatkowe uszczelnianie zbiorników urobku (N' i N") mających kontakt z otamowaną przestrzenią. Ponadto w ramach tego etapu urządzono komorę wyrównawczą przy wydechowej tamie pożarowej N3 i otwarto określone tamy wentylacyjne na poziomie 1078 m na drodze przepływu powietrza od tam wdechowych (N1, N2 i N4) do tamy wydechowej N3. Również w ramach etapu I zainstalowano wytwornicę azotu HPLC przy szybie wdechowym Wschodni I i podłączono ją do istniejącego rurociągu ϕ150/100 (przechodzącego przez wdechową tamę pożarową N1) o łącznej długości około 3850 m z wylotem w chodniku podścianowym w pobliżu przekroju dopływowego ściany 15 zachodniej (rys. 1). Przeprowadzono też niezbędne próby ciśnienia i szczelności rurociągu, a o godz. 17^{20} w dniu 23.08.2001 r. rozpoczęto podawanie azotu do środowiska tej ściany.

Jak już nadmieniono, wskutek przedmiotowego pożaru nastąpiły odwrócenia pierwotnych kierunków przepływu powietrza w niektórych wyrobiskach z tzw. prądami bocznymi (rys. 1) (m.in. w dolnym odcinku upadowej wentylacyjnej) i recyrkulacja części gazów pożarowych przez środowisko ściany 15 zachodniej. Do takiego niebezpiecznego zjawiska doszło pomimo dość dużych spadków potencjału aerodynamicznego $\delta\Phi_v$ występujących w wentylacyjnych tamach rozdzielających rozpatrywanego rejonu przed pożarem — według danych specjalistów z kopalni im. A. Zasjadzko $\delta\Phi_v \sim 150$ J/m^3 ~ 15 mm H_2O. Uwzględniając tę wielkość oraz korzystając z określonych zależności, wyznaczamy przybliżony przyrost temperatury $\Delta T_{poż.}$, K gazów pożarowych w środowisku ściany 15 zachód spowodowany przedmiotowym pożarem [1, 2]:

$$\Delta T_{poż} = \frac{T \cdot e_{poż}}{\rho \cdot g \cdot \Delta z - e_{poż}} \cong 970 \text{ K} \qquad (1)$$

gdzie:

- T — temperatura powietrza w ścianie przed pożarem — T ~ 300 [K],
- ρ, g — odpowiednio średnia gęstość powietrza i miejscowe przyspieszenie siły ciężkości, przyjęto: = 1,25 kg/m^3 i g = 9,81 m/s^2,
- $e_{poż}$ — ~ $\delta\Phi_v$ ~ 150 J/m^3 (Pa) — depresja pożaru równa co najmniej spadkowi potencjału $\delta\Phi_v$ w/w tamach wentylacyjnych,
- Δz — ~ 16 m — różnica wysokości geodezyjnej między przekrojami dopływowym i wypływowym części środowiska ściany 15 zachód objętej pożarem.

Z powyższej orientacyjnej oceny wynika, że temperatura w ognisku pożaru w ścianie 15 zachód osiągała około 1000°C. W ogólności oznacza to silnie rozwinięty pożar. Niemniej można uznać, że zagrożony rejon stosunkowo szybko otamowano i pożar został istotnie zdławiony. Potwierdzeniem tej oceny, wydają się być udostępnione nam wyniki analiz chemicznych prób gazów pobieranych zza wydechowej tamy pożarowej N3 (z otamowanej upadowej wentylacyjnej, rys. 1). W oparciu o te wyniki wyznaczamy m.in. wskaźnik pożarowy Tricketta TR. Wskaźnik ten bowiem krótko po otamowaniu rejonu (22.08.2001 r./15^{20}) wynosił TR = 0,757, a w dniu 23.08.2001 r./12^{00} uległ on zmniejszeniu do TR = 0,378 < 0,4 — zanik palenia się.

Wielkości te wskazują ponadto, że palił się metan i węgiel [3]. Dodać również należy, że stwierdzona znaczna zawartość tlenu w środowisku upadowej wentylacyjnej za tamą wydechową N3 (ok. 18%) świadczy o przenikaniu przez wdechowe tamy pożarowe znaczących ilości powietrza do otamowanej przestrzeni. Istotna przy tym jest duża zawartość metanu w tym środowisku (ok. 9%). W stanie tym pożądane jest m.in. rozpoczęcie podawania azotu do środowiska pożarowej ściany 15 zachód w możliwie krótkim terminie.

Etap II — za początek tegoż etapu przyjmujemy rozpoczęcie podawania azotu do środowiska ściany 15 zachód za pomocą wytwornicy HPLC — 23.08.2001 r./godz. 17^{20}. Urządzenie nasze pracuje w niekorzystnych uwarunkowaniach wynikających m.in. ze zbyt dużych oporów przepływu (spowodowanych głównie lokalnymi zawodnieniami rurociągu na trasie i znacznym przydławieniem samego jego wylotu w środowisku ściany). W związku z tym (i wobec wysokiej temperatury powietrza atmosferycznego) uzyskujemy wydajność azotowania przeciętnie około 480 m^3N_2/godz. (przy nominalnej wydajności wytwornicy HPLC — 600 m^3N_2/godz.). Wraz z podawaniem azotu do środowiska ściany 15 zachód w etapie tym realizowane są prace przygotowawcze dla umożliwienia otwarcia i odzyskania części otamowanego podpoziomu 1235 m. W ramach tych prac wykonywana jest m.in. śluzowa tama murowa (przed tamą pożarową N3) z drzwiami i przepustami dla elastycznego lutniociągu 800/1000, który ma być wykorzystywany do przewietrzania odzyskiwanego środowiska upadowej wentylacyjnej. Instalowany jest również początkowy stacjonarny odcinek lutniociągu (ϕ1200) z szeregowo-równoległym układem czterech wentylatorów lutniowych, a to do połączenia i zasilania w powietrze lutniociągu roboczego ϕ1000.

Efekty inertyzacyjne wymienionego azotowania można w istniejących uwarunkowaniach oceniać jedynie na podstawie analizy zmian składu atmosfery w otamowanym środowisku upadowej wentylacyjnej za tamą pożarową N3. Kształtowanie się tego składu w okresie od 23.08 do 26.08.2001 r. przedstawiamy w tabeli 1.

Tabela 1. Skład atmosfery zza tamy pożarowej N3

Table 1. Mone atmosphere behind fire barricade N3

Data/godz. pobrania próby gazów do analizy chemicznej	CO_2	CO	O_2	CH_4	H_2	N_2	Uwagi
23.08/godz. 12^{00}	0,2	0,0023	18,6	9,0	0,0	72,20	stan przed rozpoczęciem podawania azotu
23.08/godz. 18^{30}	0,2	0,0031	18,0	11,7	0,0	70,10	tuż po rozpoczęciu podawania azotu (17^{20})
23.08/godz. 23^{30}	0,2	0,0020	17,8	14,4	0,0	67,70	
24.08/godz. 7^{00}	0,1	0,0015	18,5	11,6	0,0	69,80	stan po nocnej awarii zasilania HPLC
24.08/godz. 23^{10}	0,2	0,0019	18,4	9,0	0,0	72,40	
25.08/godz. 12^{00}	0,1	0,0012	19,0	7,6	0,0	73,30	
26.08/godz. 6^{30}	0,2	0,0013	19,1	5,8	0,0	74,90	stan przed wejściem do „pola poż." poprzez tamę N3 (12^{15})

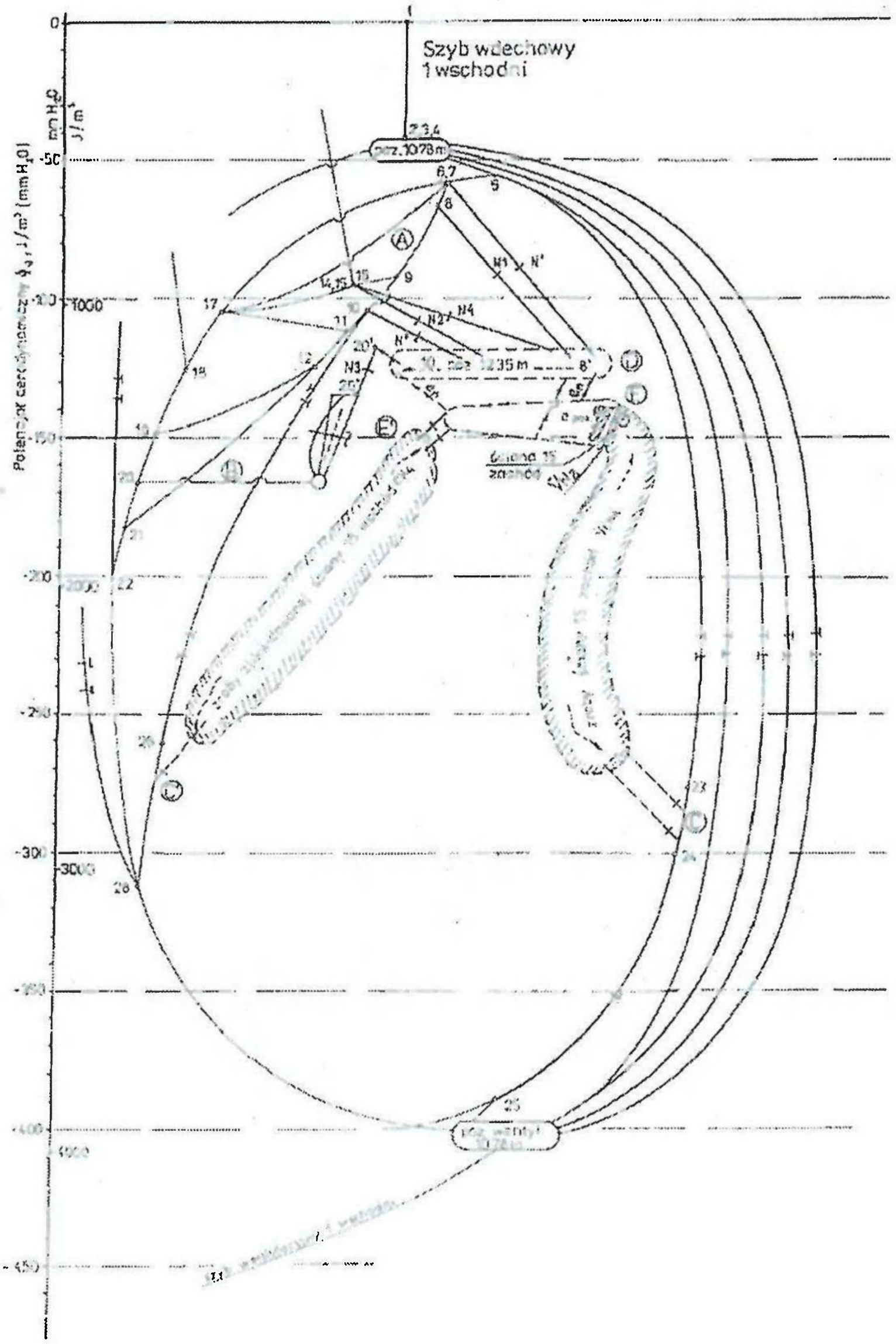
Na podstawie analizy powyższego zestawienia dotyczącego stosunkowo krótkiego okresu można już zauważyć znaczące pozytywne efekty podawania azotu do środowiska ściany 15 zachód. Efekty te objawiają się zwłaszcza pożądanym istotnym zmniejszeniem zawartości metanu w otamowanej upadowej wentylacyjnej za wydechową tamą pożarową N3, przy utrzymującej się wysokiej zawartości tlenu. W wymienionym okresie podano około 24000 m^3N_2 do środowiska pożarowej ściany 15.

W ramach etapu II w dniu 25.08.2001 r./zm. A dokonujemy objazdu poz. 1078 m oraz przeprowadzamy własne badania wentylacyjne obejmujące m.in. bezpośrednie pomiary spadków potencjału aerodynamicznego (zdyssypowanej energii) w poszczególnych tamach pożarowych N1 do N4 oraz w wybranych ważniejszych tamach wentylacyjnych oraz pomiary zawartości metanu. Na podstawie wyników tych pomiarów oraz pracy [4] wyznaczamy w trybie roboczym przybliżony rozkład spadków potencjału aerodynamicznego w rozpatrywanym rejonie otamowanego podpoziomu 1235 m. Rozkład ten (z ideowym uwzględnieniem środowiska samej pożarowej ściany 15 zachód) przedstawiamy w postaci schematu potencjalnego podanego na rys. 2. Ponadto w oparciu o uzyskane wyniki w/w pomiarów (przy wykorzystaniu metanu jako gazu znakującego) stwierdzamy, że poprzez pożarowe tamy wdechowe N1, N2 i N4 do otamowanej przestrzeni podpoziomu 1235 m przenika powietrze w ilości około 60—70 m^3/min, a to pod wpływem różnicy potencjałów średnio około 500 J/m^3 ~ 50 mm H_2O (rys. 2). Jednocześnie z rysunku 2 widać, że istotnie, na zroby ścian eksploatacyjnych w otamowanym rejonie nadal oddziaływują duże różnice potencjału aerodynamicznego — 1500 J/m^3 ~ 150 mm H_2O, przy czym w normalnym stanie sieci wentylacyjnej (przed wybuchem z dnia 19.08.2001 r.) różnice te były znacznie większe (do ok. 2500 J/m^3 ~ 250 mm H_2O).

Uzyskane znaczne obniżenie zawartości metanu w upadowej wentylacyjnej za tamą pożarową N3 (poniżej 6%) uznane zostało przez specjalistów ukraińskich za zadawalające (wystarczające). W związku z tym kierownictwo akcji podjęło decyzję o przejściu do realizacji następnego **III-go etapu** akcji dotyczącego odzyskiwania i zacieśniania otamowanej przestrzeni.

Etap III — obejmuje prace związane z zacieśnieniem otamowanej przestrzeni jedynie do środowiska ściany 15 zachodniej. Etap ten rozpoczęto w dniu 26.08.2001 r. o godz. 12^{15} otwarciem przełazu w tamie pożarowej N3 (przy zamkniętej nowej śluzowej tamie regulacyjnej wykonanej przed tamą N3) i odzyskiwaniem upadowej wentylacyjnej za tą tamą. Odzyskiwanie to prowadzono przy stosowaniu tłoczącej wentylacji odrębnej z odcinkowym wydłużeniem wymienionego lutniociągu elastycznego 1000, a to przy „osłonie" dolnej części tej upadowej (z dopływającymi gazami ze środowiska ściany 15 zachód, rys. 1 i 2). Osłona ta jest realizowana za pomocą przenośnej tamy pneumatycznej (tzw. spadochronowej). Do godz. 20^{00} w dniu 27.08.2001 r. udaje się w ten sposób odzyskać około 900-metrowy odcinek upadowej, tj. aż do obajzdów na poz. 1235 m (środowisko D, rys. 1). Zważywszy na bardzo wysokie temperatury powietrza (gazów) w upadowej (ok. 40°C przed tamą "spadochronową" do ok. 50°C za tą tamą), znaczne jej nachylenie (ok. 12°) i coraz większe koncentracje metanu w dolnej części tejże upadowej — odzyskanie około 900-metrowego odcinka upadowej wentylacyjnej należy uznać za wyczyn. Planowane pierwotnie dalsze odzyskiwanie tej upadowej w sposób jak wyżej, w istniejących uwarunkowaniach nie było już praktycznie możliwe. Mało efektywne w tym względzie jest zrealizowane zwiększenie intensywności wentylacji lutniowej. W tej sytuacji zalecamy, naszym zdaniem, bezpieczne tworzenie obiegów wentylacyjnych w objazdach na

poz. 1235 m (środowisko D, rys. 2), a to poprzez rozszczelnianie (tzw. metodą „małych kroków") równocześnie tam wdechowych (N1 lub N4) i tamy na wylocie upadowej wentylacyjnej (N3 i nowa tama śluzowa). Wówczas, jak wynika z pogłębionej analizy schematu potencjalnego (rys. 2), zapewniona będzie prewencja zaistnienia niebezpiecznego dopływu powietrza świeżego do pożarowej ściany 15 zachód, tym bardziej, że do ściany tej jest ciągle podawany azot. Profilaktycznie w tym też aspekcie zaproponowano większe przydławienie przepływu powietrza na jego wypływie ze środowiska „C" (bocznica 24—25, rys. 1 i 2).



Rys. 2. Rozkład spadków potencjału aerodynamicznego w otoczeniu otamowanego rejonu ściany 15 zachodniej w donieckiej kopalni im. A.F. Zasjadko (stan przybliżony z dnia 25 sierpnia 2001 r.)

Fig. 2. Distribution air potential drops in the surrounding of sealed off area of Western 15 longwall at "A.F. Zasjadko" mine in Donietzk. (Approximate situation as of 25 August 2001)

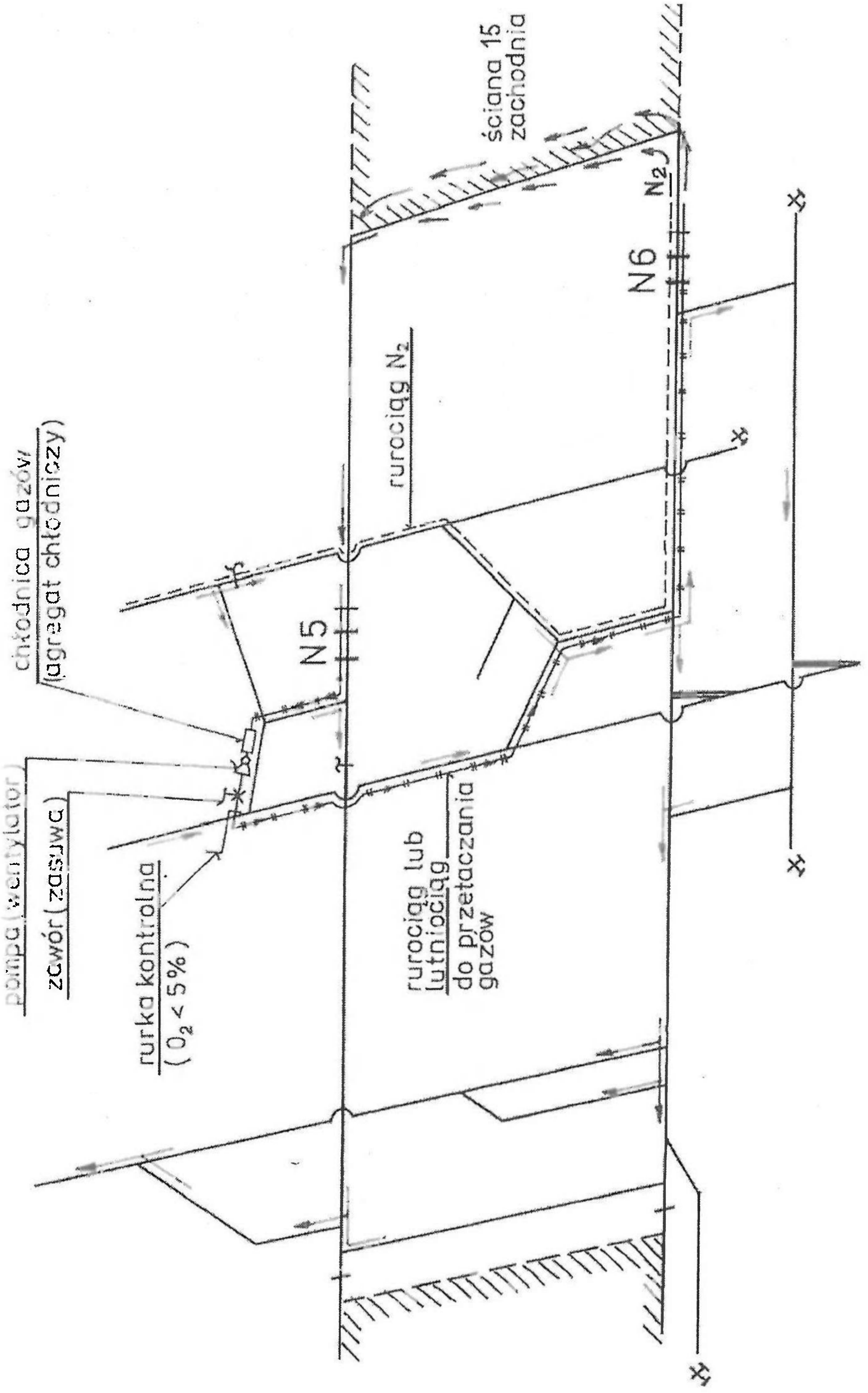
Proponowane sposoby wentylacyjne zostały wykorzystane w niezbędnym zakresie (przy czym zlikwidowano też tamę wydechową N3 wraz z komorą wyrównawczą), po czym rozpoczęto transport materiałów (upadowa wentylacyjna z poz. 1078 m do podpoziomu 1235 m), tj. materiałów do budowy asekuracyjnych tam izolacyjnych N1* i N2* oraz przeciwwybuchowej tamy pożarowej N5 w chodniku nadścianowym ściany 15 zachodniej (rys. 1).

Dalsza ręczna dostawa materiałów do budowy wymienionych tam zlokalizowanych poniżej podpoziomu 1235 m, a zwłaszcza przeciwwybuchowej tamy N5 (betonity, gips — ok. 30 Mg) w chodniku nadścianowym, jak i sama ich budowa stanowią wąskie gardło w realizacji prac zmierzających do zacieśnienia otamowanej przestrzeni — proponujemy wykonanie tamy N5 na bazie pianki mineralnej (28.08.2001 r.). W dniu 29.08. następuje wykonanie asekuracyjnej tamy deskowej (obitej płótnem) w chodniku nadścianowym w odległości około 40 m od jego skrzyżowania z upadową, tj. w kierunku pożarowej ściany 15. Temperatura gazów dopływających ze ściany dochodzi do 55°C. Kontynuowana jest dalsza ręczna dostawa materiałów do budowy tamy pożarowej N5. Praca urządzenia HPLC przebiega bez zakłóceń.

W kolejnych dniach akcji (30—31.08.2001 r.) nadal trwają uciążliwe prace związane z dostawą materiałów i budową w/w tam N1*, N2* i tamy pożarowej N5 u wylotu chodnika nadścianowego — nie wykorzystano praktycznej możliwości wykonania tej tamy na bazie pianki mineralnej. Wykonanie tychże tam asekuracyjnych i zamknięcie przeciwwybuchowej tamy pożarowej N5 następuje dopiero w nocy 31.08./01.09.2001 r. W dniu 01.09.2001 r. na zmianie A zastęp ratowników dokonuje penetracji chodnika podścianowego aż do wlotu ściany 15 zachodniej. Na podstawie analizy pobranych prób gazów stwierdza się skuteczne zinertyzowanie atmosfery w środowisku dopływowym tej ściany za pomocą azotu (HPLC) — $O_2 \sim 1{,}2\%$; $N_2 \sim 85\%$; $CH_4 \sim 13\%$; $CO_2 \sim 0{,}3\%$; $CO \sim 0{,}0017\%$. Temperatura gazów w tym chodniku wynosi około 40°C. W tym też dniu rozpoczyna się ręczna dostawa materiałów do budowy przeciwwybuchowej tamy wlotowej w chodniku podścianowym — tama N6 (rys. 1). Jej tradycyjne wykonanie (analogicznie jak tamy N5) nastąpiło dopiero w dniu 04.09.2001 r./zm. A.

Omawiany etap III obejmujący odzyskiwanie i zacieśnianie otamowanego rejonu był długotrwałym etapem. Trwał on aż 9 dni, co było w istotnym stopniu skutkiem uciążliwego, tradycyjnego wykonywania tam pożarowych w bardzo trudnych warunkach temperaturowych.

Etap IV — obejmuje prace związane z uaktywnionym wychładzaniem środowiska pożarowej ściany 15 zachód. Na wylocie bowiem tej ściany temperatura calizny pokładu po upływie około 2 tygodni od zaistnienia pożaru może być jeszcze wysoka — według naszej prognozy [3] do około 150—200°C. Postulujemy zastosowanie instalacji do recyrkulacji gazów, celem przyspieszenia wychładzania środowiska ściany 15. Instalacja taka zostaje urządzona (rurociąg 300, wentylator w obiegu w pobliżu tamy N5, rys. 3), przy czym uzyskuje się recyrkulację gazów w ilości około 33 m^3/min. Potrzebne zaś chłodzenie gazów, ma być rozpoczęte w dniu 09.09.2001 r. poprzez zraszanie rurociągu. Etap ten jest już realizowany po naszym wyjeździe z Doniecka, przy czym na miejscu nadal pozostaje zastęp ratowników CSRG do obsługi urządzenia HPLC. Z przekazanych nam informacji wynika, że po upływie co najmniej 15 dni od uruchomienia wychładzającego działania instalacji recyrkulacyjnej (przy ciągłym azotowaniu otamowanego środowiska), kierownictwo akcji przewiduje podjęcie penetracji ściany.



Rys. 3. Proponowana instalacja do wychodzącej recyrkulacji gazów w środowisku ściany 15 zachodniej (stan po zacieśnieniu pola pożarowego)

Fig. 3. Suggested installation for outlet recirculation of gases in the vicinity of Western 15 longwall. (Situation after tightening of the fire area)

4. Podsumowanie i uwagi końcowe

Przedmiotowa akcja ratownicza w kopalni im. A.Zasjadzko — związana z pożarem z dnia 19.08.2001 r. zapoczątkowanym wybuchem metanu — prowadzona była w istotnie niekorzystnych i złożonych uwarunkowaniach górniczo-wentylacyjnych, a to przy bardzo dużym zagrożeniu metanowym i temperaturowym (klimatycznym). W akcji tej efektywnie zostało wykorzystane urządzenie Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego do pozyskiwania azotu z powietrza atmosferycznego (HPLC). Umożliwiło ono skuteczną inertyzację i częściowe wychłodzenie gazów w środowisku pożarowej ściany 15 zachodniej oraz istotne obniżenie zawartości metanu w innych wyrobiskach otamowanego poziomu (podpoziomu) 1235 m, co m.in. było niezbędne dla odzyskania tego poziomu i zacieśnienia otamowanej przestrzeni jedynie do środowiska ścianowego. Należy uznać, że pomimo niekorzystnych uwarunkowań akcja przeciwpożarowa prowadzona była sprawnie. Niemniej celowe jest wdrożenie w wymienionej kopalni racjonalniejszych technologii budowy tam (korków) przeciwwybuchowych i izolacyjnych, tj. technologii opartych na piankach mineralnych. Niezbędne, naszym zdaniem jest również zrezygnowanie ze stosowanego dotąd mało efektywnego i niebezpiecznego w istocie sposobu odsysania metanu ze zrobów ścianowych za pomocą środków wentylacyjnych (poprzez utrzymywanie dużych różnic potencjału aerodynamicznego oddziaływujących na zroby ścianowe). Dla zapewnienia zaś niezbędnego i racjonalnego odmetanowania zrobów ścianowych w wysokometanowej kopalni im. A. Zasjadzko pożądane wydaje się zastosowanie odpowiednich podziemnych stacji odmetanowania, możliwych do wdrożenia w dość krótkim terminie [5]. Rozwiązanie takie trzeba by zrealizować już dla kolejnych ścian eksploatacyjnych projektowanych do uruchomienia na poz. 1235 m i to poniżej pól wybierkowych ścian 15 zachodniej i 15 wschodniej (rys. 1).

Literatura

[1] Budryk W., 1961: *Wentylacja kopalń — przewietrzanie wyrobisk*. Wyd. 2, Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze, Katowice.

[2] Bystroń H., 1985: *Podstawowe zagadnienia termodynamiki wentylacji kopalń podziemnych*. Dokumentacja wewnętrzna Główny Instytut Górnictwa, Katowice.

[3] Bystroń H., 1997: *Stan pożaru, zapalenie i wybuch gazów podczas aktywnego i pasywnego gaszenia*. Archiwum Górnictwa, Kraków.

[4] Bystroń H., 1982: *Podstawowe pojęcia i związki opisujące quasi-stacjonarny przepływ powietrza wilgotnego w wyrobisku górniczym w kopalni podziemnej*. Przegląd Górniczy, Katowice.

[5] Berger J., Nowak E., 2001: *Podziemne stacje odmetanowania w kopalniach ROW*. Naczelna Organizacja Techniczna SITG, Katowice.

Emergency rescue operation at "A.F. Zasjadko" mine in Donietsk basin

Abstract

The paper presents natural and mining-geological conditions as well as the course of emergency rescue works in the area of Western 15 longwall at "A.F. Zasjadko" mine in Donietzk basin, i.e. emergency rescue works following methane explosion and underground fire that occurred on 19 August 2001 in the surrounding of the said longwall. Special attention was paid to selected, characteristic stages of the emergency works consisting in recovery of the sealed off area that was accomplished with the participation of a team of Polish specialists from teh Central Mines Rescue Station (CMRS) in Bytom and Ventilation Research-Service Centre at "Wujek"mine in Katowice and while utilising specialist equipment of the CMRS (nitrogen generator HPLC).

The authors of the paper also presented the results of their own ventilation investigations (measurements) carried out in-situ together with comments and suggestions regarding the emergency rescue works under consideration and combating of methane hazard in the region under discussion.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 861—870

Eugeniusz KRAUSE
Główny Instytut Górnictwa
Kopalnia Doświadczalna „Barbara", Katowice

Podstawowe problemy bezpieczeństwa w likwidowanych kopalniach węgla kamiennego z punktu widzenia zagrożeń gazowych

Słowa kluczowe

Bezpieczeństwo – kopalnia – likwidacja – zagrożenie gazowe

Streszczenie

Artykuł porusza problematykę zagrożenia metanowego w likwidowanych kopalniach węgla kamiennego ze szczególnym uwzględnieniem mechanizmu i prognozowanej wielkości wydzielania metanu do nieczynnych wyrobisk zlikwidowanej kopalni. Prowadzona likwidacja kopalń pociąga za sobą powstanie różnorakich zjawisk gazowych w wyrobiskach likwidowanej struktury przestrzennej wyrobisk oraz na powierzchni terenów pogórniczych.

W artykule przedstawiono podstawowe zasady i wytyczne jakie powinny być przedmiotem rozważań na etapie projektowania likwidacji kopalni metanowej oraz w trakcie jej fizycznej likwidacji. Opracowanie wariantów, sposobów i technologii wraz z doborem zasad profilaktyki metanowej przy likwidacji kopalń stwarza warunki do poprawy bezpieczeństwa załogi zatrudnionej przy wykonywaniu prac likwidacyjnych oraz bezpieczeństwa publicznego na terenach zlikwidowanych kopalń.

1. Wstęp

Likwidacja kopalń węgla kamiennego wiedzie za sobą powstawanie nieoczekiwanych zjawisk, które mogą mieć wpływ nie tylko na poziom bezpieczeństwa w trakcie wykonywania robót likwidacyjnych pod ziemią, lecz także przynosić negatywne skutki w zakresie bezpieczeństwa publicznego na powierzchni terenów górniczych.

Na kształtowanie się zagrożenia metanowego w kopalniach czynnych i likwidowanych ma wpływ szereg czynników, jednakże największą wagę przypisać należy wielkości nasycenia złoża metanem. Tak więc stopień nasycenia pokładów metanem, czyli ich metanonośność kształtuje wielkość wydzielania metanu (metanowość bezwzględną w m^3CH_4/min) do wyrobisk czynnej kopalni, a po likwidacji jej struktury podziemnej do przestrzeni wolnych nie podsadzonych.

Nadmienić należy, że eksploatacja pokładów powoduje odprężenie otaczającego złoża oraz z określonego zasięgu ukierunkowaną migrację metanu do zrobów z odgazowania się pokładów

nadebranych i podebranych, które znalazły się w strefie odprężenia. Po zakończeniu eksploatacji i likwidacji rejonu eksploatacyjnego następuje dalsze wydzielanie się metanu do otamowanych zrobów poeksploatacyjnych, a następnie jego migrację do czynnych wentylacyjnie wyrobisk w wyniku występowania różnicy potencjałów aerodynamicznych w węzłach sieci wentylacyjnej kopalni.

Likwidacja kopalni oraz unieruchomienie wentylacji głównej, ponadto podnoszenie się poziomu wód zatapianej kopalni powoduje migrację gazów w kierunku powierzchni. Budowa geologiczna złoża, w tym głównie przepuszczalność nadkładu, rzutuje na możliwość powstania zagrożenia metanowego na powierzchni obszaru górniczego zlikwidowanej kopalni. W przypadku sąsiedztwa kopalni czynnej ze zlikwidowaną, w tym i nakładania się w zaszłości frontów eksploatacyjnych obu kopalń, następować może ukierunkowana migracja metanu z kopalni zlikwidowanej do czynnej, pod wpływem wentylatora głównego.

W niniejszym artykule omówiony zostanie mechanizm wydzielania metanu do wyrobisk zlikwidowanej kopalni, metoda obliczenia prognozowanego wydzielania metanu w okresie likwidacji jak i po likwidacji kopalni w określonym horyzoncie czasowym oraz zasady i ramowe wytyczne postępowania przy likwidacji metanowych kopalń węgla kamiennego warunkujące bezpieczeństwo prowadzonych prac likwidacyjnych.

2. Mechanizm wydzielania metanu do wyrobisk i zrobów kopalni metanowej

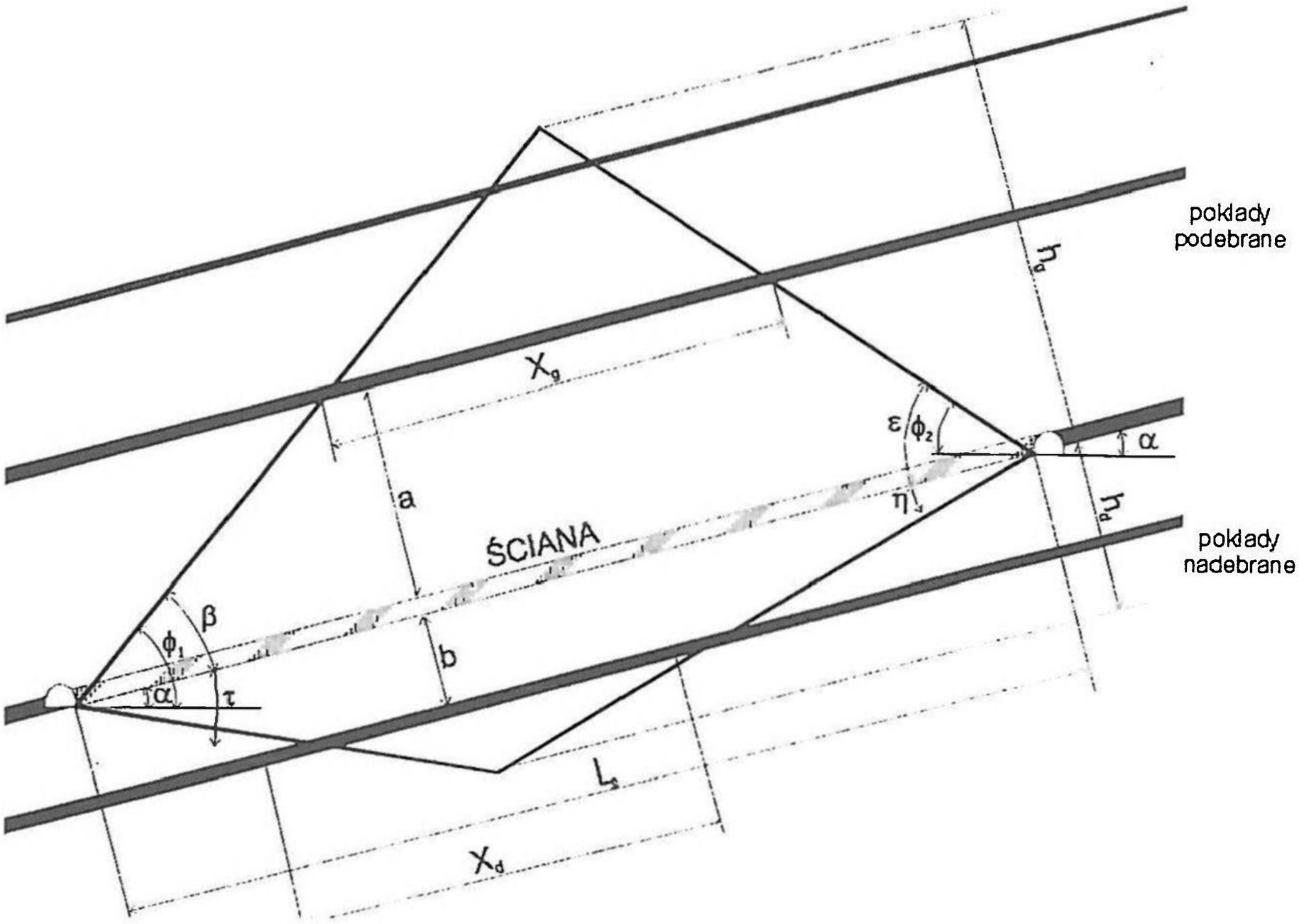
W trakcie prowadzenia robót górniczych w kopalni czynnej w pokładach metanowych, należy wydzielić następujące potencjalne miejsca wydzielania metanu, a mianowicie:

— wyrobiska związane ze środowiskiem eksploatowanych ścian,
— odizolowane zroby poeksploatacyjne,
— drążone wyrobiska korytarzowe udostępniające i przygotowawcze,
— wyrobiska z wentylacją opływową wykonane w pokładach węgla lub udostępniające przecinające pokłady metanowe.

Po likwidacji kopalni wydzielanie metanu z odsłoniętych pokładów węgla do wyrobisk korytarzowych jest wielkością śladową i ma marginalne znaczenie, tym samym nie stanowi ono przedmiotu dalszych rozważań w artykule. Całkowitą wielkość wydzielania metanu do wyrobisk kopalni czynnej kształtują rejony eksploatacyjne oraz zroby poeksploatacyjne. W warunkach prowadzenia eksploatacji w polskich kopalniach węgla kamiennego zaznacza się większy procentowy udział metanu z pokładów podebranych i nadebranych, które znalazły się w zasięgu odprężenia eksploatacyjnego niż z pokładu eksploatowanego. W świetle powyższego, zasięg odprężenia eksploatacyjnego oraz metanonośność złoża kształtowały będą wielkość desorbowalnych zasobów metanu uwalnianych w trakcie prowadzenia ściany oraz po jej zakończeniu. Tak więc nieczynne odizolowane zroby poeksploatacyjne stanowią potencjalne miejsce wydzielania metanu w kopalni metanowej, stanowiąc często drugą wielkość składową w całkowitej metanowości bezwzględnej kopalni.

Objętość odprężonego złoża w trakcie prowadzenia eksploatacji stymuluje długość oraz kąt nachylenia ściany. Przekrój geometryczny przez strefę desorpcji metanu z pokładów podebranych i nadebranych, objętych strefą odprężenia eksploatacyjnego przedstawiono na rysunku 1.

Po zakończeniu eksploatacji odizolowanie tamami wyrobisk i przestrzeni zrobów, stanowi potencjalne miejsce do zbiornikowego gromadzenia się metanu dopływającego



Rys. 1. Przekrój przez strefę desorpcji metanu eksploatowanej ściany

Fig. 1. Cross-section through the methane desorption zone from destressed deposit of extracted longwall

w określonym horyzoncie czasowym z odgazowania się pokładów podebranych i nadebranych.

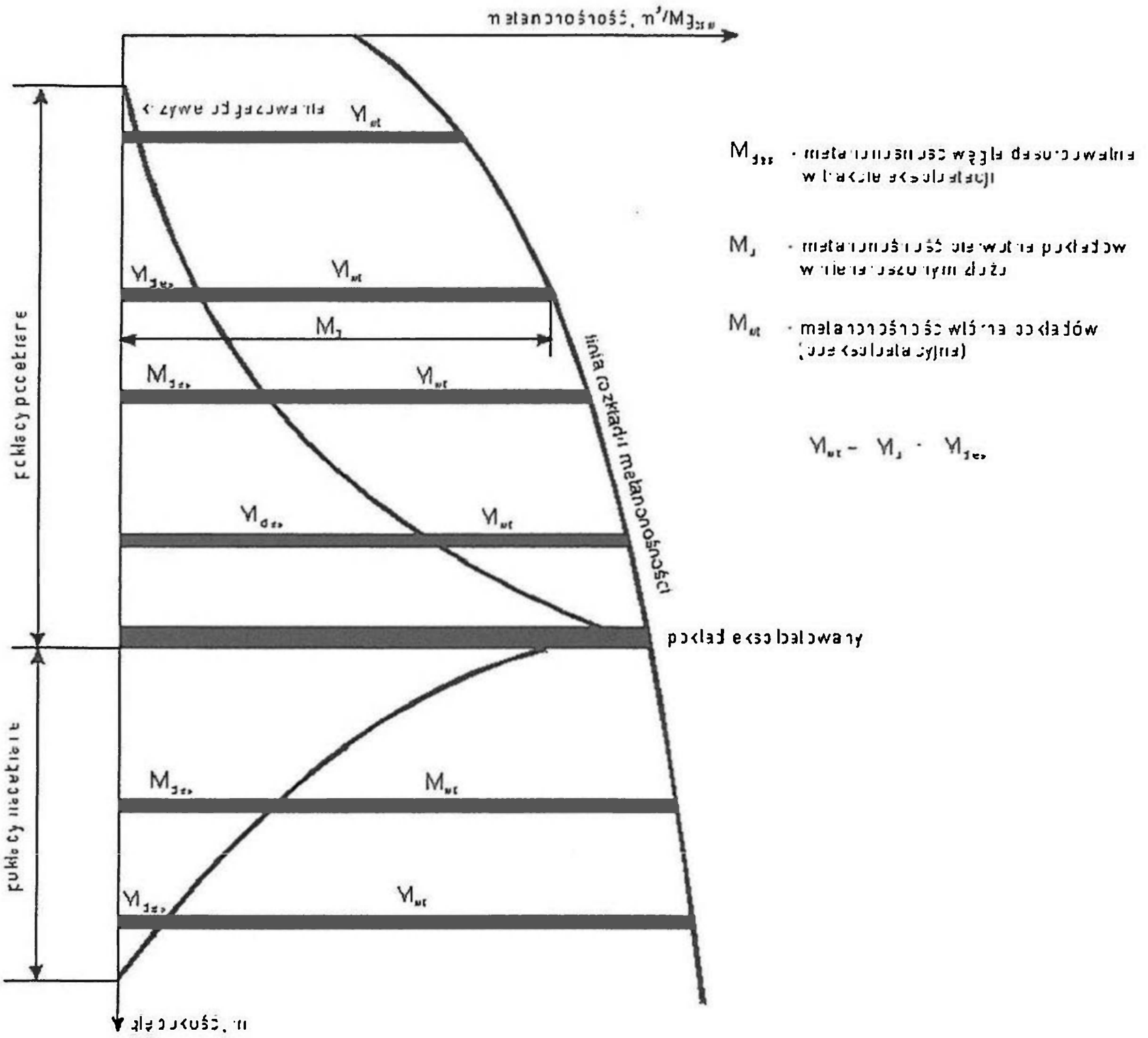
Z otamowanych zrobów poeksploatacyjnych wypełnionych metanem wolnym następuje jego migracja do czynnych wyrobisk okonturowujących te zroby, na skutek różnicy wartości potencjałów aerodynamicznych. W kopalni metanowej obserwuje się znaczący wzrost bezwzględnej zawartości metanu na drogach odprowadzenia powietrza zużytego bliżej szybu wydechowego, co jest wynikiem dopływów migrującego metanu ze zrobów poeksploatacyjnych w sąsiedztwie tam izolujących te zroby. Wielkość desorpcji metanu z pokładów podebranych i nadebranych objętych zasięgiem odprężenia eksploatacyjnego w trakcie eksploatacji przedstawiono graficznie na rysunku 2.

Krzywe odgazowania pokładów podebranych i nadebranych, opracowane w KD „Barbara", naniesione na głębokościowy rozkład metanonośności, ilustrują graficznie stopień odgazowania tych pokładów.

Na rysunku 2 przez M_o oznaczono metanonośność pierwotną pokładu przed rozpoczęciem eksploatacji. Krzywe odgazowania dla pokładów podebranych i nadebranych pozwalają określić stopień odgazowania pokładów odprężanych oraz szacunkowo określić metanonośność wtórną M_{wt} (poeksploatacyjną).

W trakcie eksploatacji, w okresie około 3 miesięcy, w wyniku desorpcji metanu z pokładów odprężonych, następuje obniżenie ich wartości metanonośności do metanonośności wtórnej, którą obliczamy według wzoru:

$$M_{wt} = M_o - M_{des} \qquad (1)$$



Rys. 2. Graficzne przedstawienie wielkości desorpcji metanu z pokładów podebranych i nadebranych

Fig. 2. Degassing curves of underworked and overworked seams

gdzie:

M_{des} — metanonośność pokładu desorbowalna (uwalniana w wyniku odprężenia) w trakcie eksploatacji, m^3CH_4/Mg_{csw},

M_o — metanonośność pierwotna pokładu przed rozpoczęciem eksploatacji, m^3CH_4/Mg_{csw},

M_{wt} — metanonośność wtórna pokładów (poeksploatacyjna), m^3CH_4/Mg_{csw}.

Krzywe odgazowania opracowane przez KD „Barbara", naniesione na głębokościowy rozkład metanonośności pokładów (rys. 2), pozwalają oszacować wielkości metanonośności wtórnej pozostałej w odprężonych pokładach po zakończeniu eksploatacji.

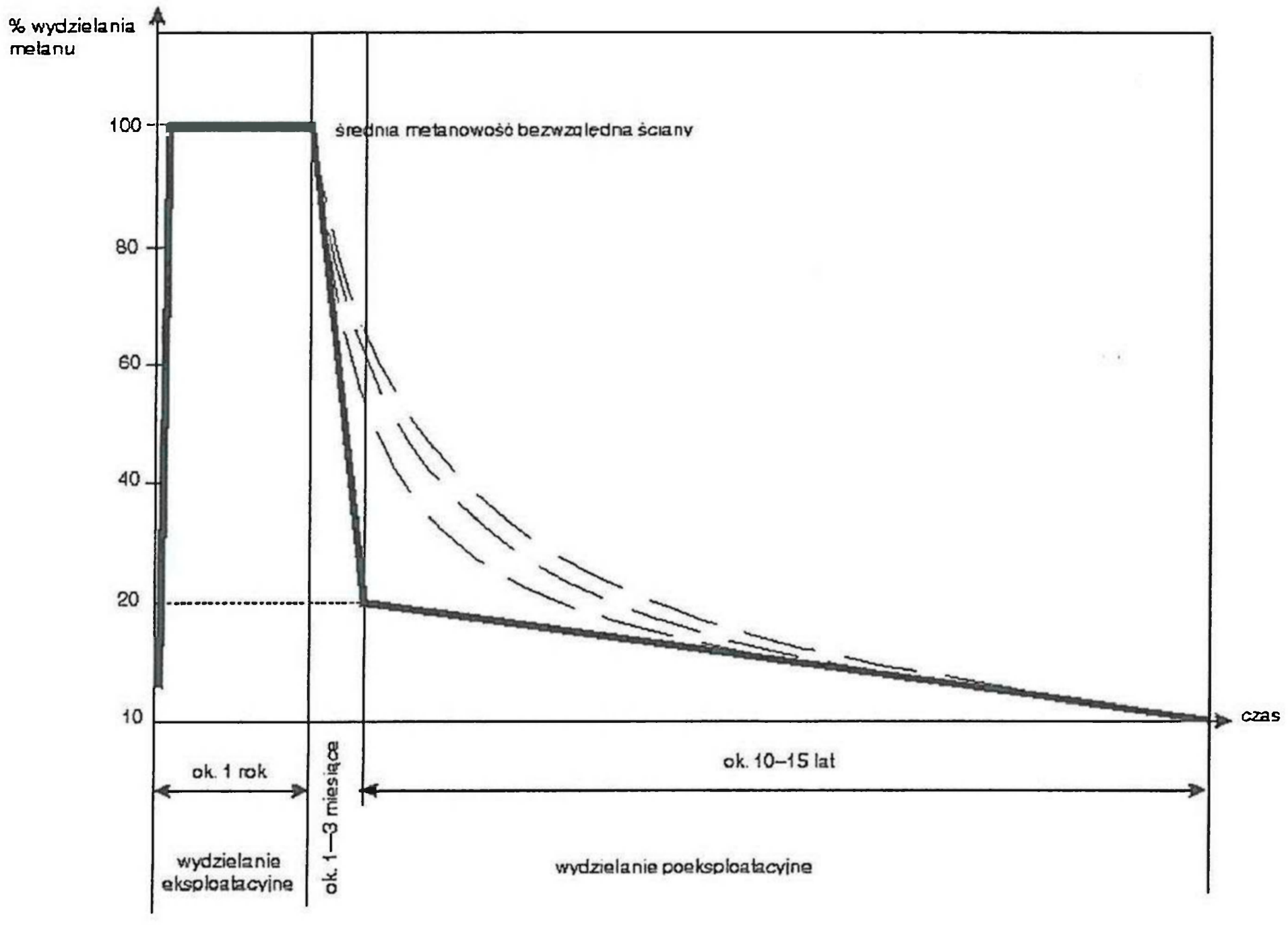
Likwidacja rejonu eksploatacyjnego w otoczeniu którego znajdują się odprężone pokłady metanowe jest nadal źródłem desorbującego metanu w wyniku dalszego w czasie odgazowywania się pokładów nadebranych i podebranych. Czasokres dyfuzyjnego dopływu metanu do zrobów poeksploatacyjnych pokładów odprężonych wynosi około 10—15 lat. Intensywność dopływu metanu do zrobów poeksploatacyjnych jest funkcją metanonośności wtórnej odprężonego złoża oraz objętości złoża metanowego, odprężonego w wyniku eksploatacji.

3. Prognoza wydzielania metanu do wyrobisk i zrobów kopalni zlikwidowanej

Likwidacja kopalni metanowej, tym samym zaprzestanie przewietrzania wentylacją główną, powoduje początkowo wzrost objętości metanu w otamowanych zrobach poeksploatacyjnych, a następnie migrację metanu do czynnych wentylacyjnie wyrobisk z nimi związanych. Projektowanie likwidacji kopalń metanowych powinno uwzględniać oraz identyfikować potencjalne źródła wydzielania metanu w kolejnych etapach upraszczania modelu sieci wentylacyjnej wraz z przeprowadzeniem szacunkowej oceny bilansu dopływu metanu do wyrobisk podziemnych kopalni zlikwidowanej. Opisany powyżej mechanizm wydzielania metanu do zrobów poeksploatacyjnych z odprężonego eksploatacją złoża, pozwala na dokonanie identyfikacji potencjalnych miejsc wydzielania i szacunkowej oceny wielkości wydzielania metanu do kopalni zlikwidowanej. W oparciu o wyniki z przeprowadzonych badań wentylacyjno-metanowych, w wyrobiskach okonturowujących zroby poeksploatacyjne w kopalniach metanowych, KD „Barbara" GIG opracowała model wydzielania metanu do zrobów poeksploatacyjnych w czasookresie do 15 lat po zakończeniu eksploatacji, omówiony poniżej.

Na rysunku 3 przedstawiono graficzną interpretację wyników z przeprowadzonych badań oraz uproszczony model wydzielania metanu do wyrobisk i zrobów w okresie eksploatacji, po jej zakończeniu oraz w horyzoncie czasowym około 10—15 lat po likwidacji rejonu.

Średnią wielkość wydzielania metanu w okresie eksploatacji ściany, przyjęto jako wartość stałą, określoną linią poziomą, odpowiadającą wartości 100% metanowości bezwzględnej rejonu eksploatacyjnego. Po zakończeniu eksploatacji w następnym okresie 3 miesięcy następuje likwidacja ściany oraz izolacja rejonu poeksploatacyjnego od pozostałej części kopalni. Mini-



Rys. 3. Model wydzielania metanu do wyrobisk i zrobów rejonu eksploatacyjnego oraz po zakończeniu eksploatacji

Fig. 3. Methane emissions to the mine workings and goafs after ending of extraction

malna wielkość wydzielania metanu do zrobów ścianowych po 3 miesiącach od zakończenia eksploatacji jest na poziomie 20% z wartości metanowości bezwzględnej średniej rejonu eksploatacyjnego. W okresie 15 lat od zakończenia eksploatacji następuje sukcesywne obniżanie się wydzielania metanu do otamowanych zrobów poeksploatacyjnych. Na rysunku 3 liniami przerywanymi naniesiono wyniki z przeprowadzonych badań, identyfikujących wielkość wydzielania metanu do zrobów kopalń metanowych. Stwierdzić należy, ze wielkość wydzielania metanu do zrobów poeksploatacyjnych charakteryzowała się będzie zbliżonym asymptotycznym przebiegiem, dążącym w przedziale czasu 15 lat do zera. Uwzględniając liniowy model wielkości wydzielania metanu do zrobów według rysunku 3, posłużyć się można następującą zależnością:

$$V_z = 0{,}2 \cdot \dot{V}_{śr}\left(1-\frac{u}{15}\right), \text{ m}^3\text{CH}_4/\text{min} \qquad (2)$$

gdzie:

$V_{śr}$ — średnia metanowość bezwzględna w czasie eksploatacji, m^3CH_4/min,

u — upływ lat od zakończenia eksploatacji.

Zgodnie z tym modelem:

— metanowość zrobów poeksploatacyjnych ścian maleje w krótkim czasie po zakończeniu eksploatacji do około 20% średniej metanowości tych ścian, a następnie zmniejsza się w sposób liniowy do zera w ciągu 15 lat,

— metanowość wcześniej zlikwidowanych rejonów kopalni zmniejsza się liniowo, przy czym proces ten przebiega zgodnie z trendem zmian metanowości w funkcji czasu.

Prognozowane wielkości wydzielania metanu do kopalni zlikwidowanej można wyliczyć w oparciu o harmonogram eksploatacji w okresie ostatnich 15 lat oraz średnie metanowości bezwzględne rejonów eksploatowanych ścian w tym okresie.

Uwzględniając wysoki procentowy udział wielkości wydzielania metanu z robót eksploatacyjnych oraz zrobów w całkowitej metanowości bezwzględnej kopalni, wzór (2) może być z dużym przybliżeniem przyjęty jako model prognozowanej wielkości wydzielania metanu w kolejnych latach, w czasookresie 15 lat od likwidacji kopalni i przedstawiony w postaci zależności (3):

$$V_k = 0{,}2 \cdot \dot{V}_{calk}\left(1-\frac{u}{15}\right), \text{ m}^3\text{CH}_4/\text{min} \qquad (3)$$

gdzie:

V_k — wielkość wydzielania metanu do zrobów i wyrobisk kopalni zlikwidowanej po upływie „u" lat, m^3CH_4/min,

$V_{całk}$ — średnioroczna całkowita metanowość kopalni w okresie poprzedzającym likwidację, m^3CH_4/min,

u — upływ lat od czasu likwidacji kopalni.

W oparciu o wzór (3), szacunkowo można obliczyć wielkość dopływającego metanu do zrobów zlikwidowanej kopalni. Wzór ten nie uwzględnia jednak zmiany warunków gazowych

z tytułu zatapiania kopalni. W warunkach podnoszenia się poziomu wody w zlikwidowanej kopalni następuje ograniczenie wielkości desorbującego metanu z odprężonego złoża, w wyniku działania ciśnienia hydrostatycznego słupa wody. Podnoszące się zwierciadło wód dołowych powoduje wypieranie gazów w kierunku powierzchni. W świetle powyższego kształtowanie się zagrożenia gazowego na powierzchni zlikwidowanych kopalń należy rozpatrywać indywidualnie i może mieć ono różny charakter w horyzoncie czasowym po likwidacji zakładu górniczego.

Metoda prognozowania zagrożenia gazowego w likwidowanych kopalniach węgla kamiennego oraz na powierzchni w obszarach górniczych zlikwidowanych kopalń powinna uwzględniać:

— rozkład metanonośności w złożu kopalni zlikwidowanej oraz metanowości bezwzględnej rejonów w trakcie ich eksploatacji,
— warunki hydrogeologiczne w obszarze górniczym likwidowanej kopalni w horyzoncie czasowym po likwidacji,
— rodzaj nadkładu oraz tektonikę złoża,
— połączenia zrobowe kopalni likwidowanej z kopalnią sąsiednią czynną.

Analiza wymienionych czynników oraz zaprezentowana metoda prognozowania wielkości wydzielania metanu do kopalni likwidowanej powinna pozwolić na dokonanie szacunkowej oceny kształtowania się zagrożenia metanowego w kopalni likwidowanej, kopalniach sąsiadujących oraz na powierzchni obszaru górniczego po likwidacji kopalni. Uwzględniając powyższe, Kopalnia Doświadczalna „Barbara" opracowała zasady i ramowe wytyczne, które powinny być uwzględnione na etapie projektowania i likwidacji metanowej kopalni węgla kamiennego, które przedstawiono poniżej.

4. Zasady i wytyczne postępowania przy likwidacji kopalń węgla kamiennego w warunkach zagrożenia metanowego

1. Kopalnia węgla kamiennego postawiona w stan likwidacji powinna mieć opracowany szczegółowy program i harmonogram likwidacji podziemnej infrastruktury wyrobisk w kopalni.

2. Do harmonogramu likwidacji infrastruktury podziemnej kopalni powinna być dołączona w formie załącznika prognoza zagrożenia metanowego, opracowana dla poszczególnych etapów likwidacji, z uwzględnieniem trendu zmian w czasie.

3. Kolejność i sposób likwidacji pojedynczych wyrobisk, pól eksploatacyjnych, rejonów wentylacyjnych oraz szybów powinna uwzględniać:

— źródła wydzielania metanu z określeniem parametrów ilościowych, lokalizacji i zachodzących zmian podczas kolejnych faz likwidacji i dokonywanych wyłączeń lub ograniczeń wentylacyjnych,
— przewidywane drogi migracji gazów w zależności od połączeń wentylacyjnych i usytuowania w sieci wentylacyjnej, w warunkach zmieniających się parametrów przewietrzania,
— w kopalniach stosujących odmetanowanie należy określić wydajność ujęcia metanu w poszczególnych etapach likwidacji oraz czas okresowych wyłączeń i całkowitego wyłączenia odmetanowania,
— intensywność dopływu wód kopalnianych i tempo podnoszenia się zwierciadła wody.

4. W kopalniach stosujących odmetanowanie należy prowadzić odmetanowanie w czasie likwidacji wyrobisk i szybów tak długo jak to będzie tylko możliwe. W razie uzyskiwania w ujmowanym gazie (w mieszaninie powietrzno-metanowej) zawartości metanu poniżej 30%, ujęcie gazów zza tam należy prowadzić cyklicznie z przerwami pozwalającymi na wzrost koncentracji metanu.

5. Wyrobiska przewietrzane prądami powietrza wytworzonymi przez wentylatory główne lub przewietrzane wentylacją odrębną w okresie likwidacji należy kontrolować metanometrią automatyczną oraz metanomierzami przenośnymi, zgodnie z obowiązującymi w tym zakresie przepisami.

6. Kontrola składu powietrza przed i za tamą izolacyjną powinna być prowadzona do czasu wyłączenia z przewietrzania i odizolowania następnymi korkami lub tamami kolejnej grupy wyrobisk.

7. Wyrobiska na podszybiach, należy izolować za pomocą odpowiednio mocnych korków izolacyjno-oporowych budowanych w miejscach zapewniających ich odpowiednią wytrzymałość, dobre posadowienie możliwie najbliżej wlotu do szybu, których zadaniem jest niedopuszczenie do wdarcia się pod ciężarem własnym kolumny zasypu likwidowanego szybu.

8. Ostatnim etapem likwidacji kopalni jest zlikwidowanie szybów poprzez całkowite zasypanie kamieniem, wypełnienie skałami nieprzepuszczalnymi (iłami, pyłami dymnicowymi) lub skałami przepuszczalnymi dla wody (melafirami i dolomitem), lub zatopienie wodą w zależności od warunków geologiczno-górniczych i wykorzystania szybu w przyszłości dla celów odwadniania.

9. Podczas likwidacji szybów, rurę szybową należy odpowiednio przewietrzać za pomocą wentylatorów głównych, a po zasypaniu ostatnich połączeń umożliwiających przewietrzania przepływającymi prądami, wytwarzanymi przez wentylatory główne, szyb należy przewietrzać za pomocą wentylacji odrębnej za pomocą lutniociągów i/lub rozszczelnionych rurociągów ze sprężonym powietrzem.

10. W całym okresie likwidacji szybu należy prowadzić pomiary składu powietrza zawartości metanu w rurze szybowej na różnej głębokości za pomocą opuszczonych do szybu linii pomiarowych.

11. Zlikwidowany szyb po uzupełnieniu i ustabilizowaniu się zasypu, należy zabezpieczyć na zrębie płytą żelbetową. W płycie powinna być zacementowana rura z zaworem pozwalająca na kontrolowanie zawartości metanu. W razie stwierdzenia nadciśnienia metanu należy zacementowaną rurę wykorzystać do przeprowadzenia kontrolowanych upustów metanu, obniżających ciśnienie gazu i zapobiegających wypływom szczelinowym gazu wokół szybu.

5. Wnioski

1. Mechanizm wydzielania metanu do kopalni zlikwidowanej identyfikować można z wielkością wydzielania się metanu do otamowanych zrobów poeksploatacyjnych w pokładach metanowych.

2. Prognozowana wielkość wydzielania metanu do wyrobisk i zrobów kopalni zlikwidowanej jest funkcją zmniejszającą się liniowo, w czasie 15 lat od zakończenia eksploatacji.

3. Prognozowana wielkość wydzielania metanu do wyrobisk i zrobów kopalni musi uwzględniać zmianę warunków gazowych w wyniku podnoszenia się poziomu wody podczas zatapiania kopalni.

4. Prognoza zagrożenia gazowego opracowana dla powierzchni obszarów górniczych zlikwidowanych kopalń, powinna uwzględniać:

— gazonośność złoża,
— tektonikę złoża, miąższość i rodzaj nadkładu,
— połączenia zrobowe kopalni zlikwidowanej z kopalnią sąsiednią czynną,
— warunki hydrogeologiczne.

5. Przy projektowaniu likwidacji kopalń metanowych należy kierować się zasadami i wytycznymi przestawionymi w niniejszym artykule.

Literatura

[1] Krause E. Łukowicz K., 1999: *Koncentracja wydobycia a zagrożenia górnicze.* Rozdział 4 — Zagrożenie metanowe. Monografia. Wyd. GIG, Katowice.
[2] Krause E. Łukowicz K., 2000: *Instrukcja nr 14 pt. „Dynamiczna prognoza metanowości bezwzględnej ścian".* GIG, Katowice.
[3] Krause E., 2001: *Prognozowanie zagrożenia gazowego w likwidowanych metanowych kopalniach węgla kamiennego.* Konferencja nt. „Likwidacja kopalń", Mysłowice.

The basic safety problems issuing from gas hazard in abandoned coal mines

Abstract

This paper presents the methane hazard problems in abandoned coal mines especially the action and volumes of methane emitted into abandoned mine workings.

The closure of underground coal mines leads to situations under which hazardous mine gases escape causing the increase of the gas hazard on the surface of post — mining areas.

In this paper basic regulations and directions connected with the closure of mines are described.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 871—880

Adam KRZYŻOWSKI
Rudzka Spółka Węglowa, Ruda Śląska
Krzysztof POSTAWA
Janusz TOCZKA
Jan ROMANEK
KWK Bielszowice, Ruda Śląska

Nowe możliwości systemu GNOM w warunkach KWK „Bielszowice"

Słowa kluczowe

Bezpieczeństwo pracy – identyfikacja osób – indukcja magnetyczna

Streszczenie

W referacie przedstawiono problematykę związaną z prawidłowym działaniem „Systemu" na tle jego rozwoju i modyfikacji zarówno programowych, konstrukcyjnych jak i instalacyjnych w Kopalni „Bielszowice". Zastosowanie systemu „GNOM" jako systemu bezpieczeństwa do identyfikacji osób w rejonach szczególnego zagrożenia tąpaniami w KWK „Bielszowice" spowodowało zmniejszenie liczby ludzi zatrudnionych w najbardziej zagrożonych rejonach, a co za tym idzie poprawę bezpieczeństwa i obniżenie kosztów produkcji. W świetle dotychczasowych doświadczeń w referacie przeprowadzono rozważania nad rozszerzeniem pola działania systemu „GNOM".

1. Wstęp

Aktualnie obowiązujące przepisy bezpiecznego prowadzenia ruchu w podziemnych zakładach górniczych narzucają konieczność wyznaczania w rejonach eksploatacji i wyrobiskach, w których istnieje duże prawdopodobieństwo występowania wysokoenergetycznych wstrząsów i odprężeń „rejonów szczególnego zagrożenia tąpaniami", w których obowiązuje ograniczenie ruchu załogi i przebywania ludzi do niezbędnego minimum oraz prowadzenie szczegółowej ewidencji wszystkich zatrudnionych tam pracowników. Wymogi te są realizowane w kopalniach przez zastosowanie środków organizacyjnych, które sprowadzają się głównie do rozmieszczania na dojściach do zagrożonego rejonu specjalnie wyznaczonych pracowników, kontrolujących i zliczających przechodzące osoby. Takie rozwiązanie powoduje konieczność zwiększenia zatrudnienia w miejscach niebezpiecznych dla zdrowia i życia, równocześnie zwiększa koszty produkcji.

W KWK „Bielszowice" zainstalowano w 1998 roku system GNOM identyfikacji osób i obiektów w podziemiach kopalń, który w sposób automatyczny, praktycznie bez udziału

kontrolowanej załogi zapewnia jej monitoring w obserwowanym rejonie. Po okresie prób ruchowych w warunkach dołowych system ten, już jako system bezpieczeństwa, został wdrożony do eksploatacji kolejno w 3 zagrożonych tąpaniami rejonach, a obiecujące doświadczenia uzyskane w czasie jego stosowania potwierdziły słuszność tego rozwiązania. W tej sytuacji celowe wydaje się rozszerzenie stosowania systemu po wprowadzeniu jednak pewnych modyfikacji minimalizujących zauważone mankamenty i zwiększających jego walory użytkowe.

2. Zasada działania systemu

System GNOM pracuje w oparciu o zasadę wzajemnej indukcji magnetycznej pomiędzy anteną pętlową czytnika a anteną karty identyfikacyjnej.

Każdy pracownik udający się do zagrożonego rejonu, na którego wejściach zabudowane są bramki identyfikacyjne, wyposażony jest w aktywną kartę identyfikacyjną KI. Karta ta jest nadajnikiem radiowym małej mocy, uaktywnianym z chwilą znalezienia się w zasięgu działania nadawczo-odbiorczych anten pętlowych STI czytnika GNOM 1. Uaktywniona nadaje zakodowane informacje, które odebrane przez anteny pozwalają po przetworzeniu w czytniku na jej jednoznaczną identyfikację oraz określenie kierunku przemieszczania się pracownika wyposażonego w kartę.

Informacje te odpowiednio sformatowane zostają przesłane liniami teletechnicznymi z czytnika poprzez urządzenia systemu transmisji ZMP 16 (stacja dołowa SD, stacja powierzchniowa SP z barierą BO) na powierzchnię, do komputera nadzorującego IBM, którego oprogramowanie aplikacyjne stanowi program PERSONEL.

Komputer ten :

— zbiera w czasie rzeczywistym dane o przemieszczaniu się osób przez bramki identyfikacyjne,
— aktualizuje na bieżąco informacje o obecności pracowników w kontrolowanym rejonie i bilansuje ich ilość z zadanym limitem,
— generuje raporty o stanie załogi w kontrolowanych rejonach,
— archiwizuje dane.

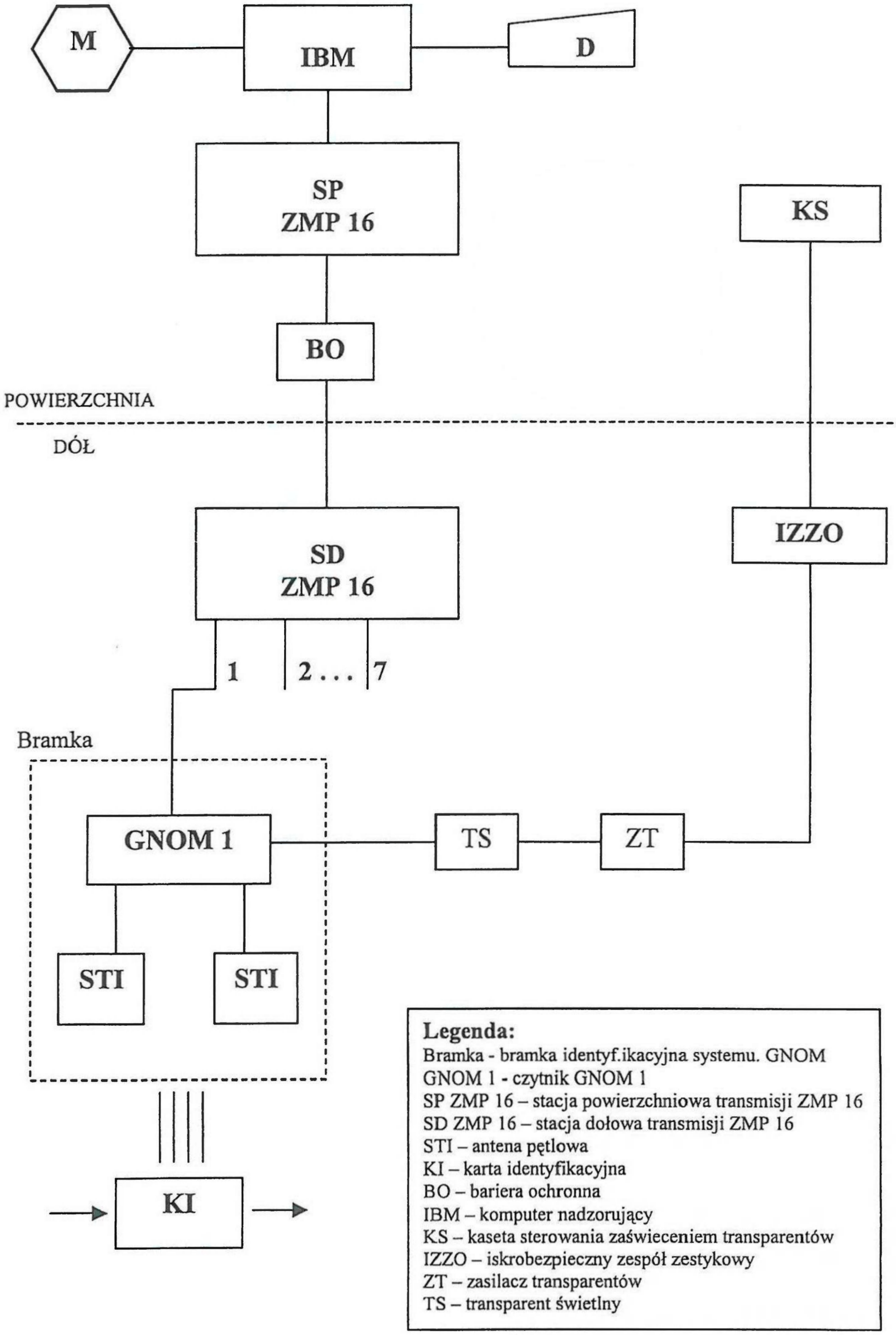
Dodatkowo, po zakończeniu prób ruchowych, system został wyposażony w transparenty świetlne TS zainstalowane w wyrobiskach podziemnych na drogach dojścia do obserwowanego rejonu w pobliżu bramek, informujące o możliwości wejścia do rejonu.

Załączenia i wyłączenia transparentów dokonuje operator sterując poprzez kasetę sterowania KS i iskrobezpieczny zespół zestykowy IZZO podaniem napięcia zasilającego transparenty z zasilacza ZT. Informacja o zapaleniu i wygaszeniu transparentów przekazywana jest zwrotnie do operatora.

Uproszczony schemat blokowy systemu w konfiguracji, jaka wykorzystywana jest obecnie w KWK „Bielszowice" przedstawia rysunek 1.

3. Okres prób ruchowych systemu w warunkach dołowych — usprawnienia aparaturowe oraz ustalenie zasad instalacji i eksploatacji

System GNOM został zainstalowany w KWK „Bielszowice" w II połowie 1998 r.: część dołowa w rejonie szczególnego zagrożenia tąpaniami ściany 303 w pokładzie 507 (III stopień



Rys. 1. Schemat blokowy systemu GNOM

Fig. 1. Block diagram of the GNOM system

zagrożenia tąpaniami, IV kategoria zagrożenia metanowego, klasa B zagrożenia pyłowego), zaś część powierzchniowa w pomieszczeniach kopalnianej stacji geofizyki górniczej. Była to pierwsza instalacja systemu na kopalni, a jej celem było przeprowadzenie prób ruchowych w warunkach dołowych.

Bramki systemu usytuowane zostały na wejściach do rejonu oraz wewnątrz, dzieląc rejon na umowne strefy, stacja dołowa transmisji ZMP 16 pełniąca rolę koncentratora informacji dopływających z czytników i przekazująca je na powierzchnię zabudowana była również wewnątrz rejonu. Pod względem występujących zagrożeń, warunków klimatycznych (wilgoć i zapylenie) i rygorów organizacyjnych (chodniki przyścianowe były wyłączone z ruchu na zmianach wydobywczych) warunki pracy urządzeń były skrajnie trudne i obnażyły liczne mankamenty w pracy systemu. Prowadzona równolegle do automatycznej „ręczna rejestracja" przemieszczających się osób przez pracowników obstawiających rejon pozwalała zweryfikować wskazania systemu.

Efektem prób przeprowadzonych w tym rejonie był szereg modyfikacji sprzętowych i programowych, a także wypracowanie zasad instalacji i eksploatacji.

Główne modyfikacje sprzętowe to:

— modernizacja czytników GNOM 1 celem zwiększenia zasięgu odczytu kart identyfikacyjnych przemieszczających się w polu oddziaływania anten pętlowych czytnika do wartości zgodnej z podaną w dokumentacji techniczno-ruchowej tj. 3 m. Zasięg zmniejsza się, gdy w polu odczytu znajdują się kable energetyczne lub przedmioty metalowe dużych rozmiarów pochłaniające fale elektromagnetyczne;
— wyposażenie systemu w transparenty świetlne z napisem „ZAKAZ WEJŚCIA" wraz z urządzeniami towarzyszącymi, pozwalającymi na załączanie i wyłączanie ich przez operatora systemu z powierzchni. Modyfikacja ta pozwoliła na bieżąco informować załogę o możliwości wejścia do rejonu objętego obserwacją. Decyzję o zapaleniu bądź wygaszeniu transparentu pozostawiono operatorowi systemu, który podejmuje ją na podstawie danych o zapełnieniu rejonu;
— wyposażenie systemu w przenośny czytnik kart identyfikacyjnych GNOM R do testowania na powierzchni poprawności działania kart celem ich okresowej weryfikacji.

Modyfikacje programowe rozszerzyły funkcje systemu między innymi o:

— automatyczną sygnalizację dźwiękową i wizualną stanów awaryjnych aparatury (przejście na zasilanie akumulatorowe czytników i ich całkowite rozładowanie, brak połączenia między stacją dołową i powierzchniową transmisji ZMP 16 oraz między czytnikami a stacją dołową), a także wyłączenia i załączenia transparentów oraz zapełnienia rejonu;
— wydruki stanu aktualnego i danych archiwizowanych z ustalonego zakresu czasowego;
— schemat graficzny rozmieszczenia urządzeń części dołowej systemu na tle uproszczonej mapy rejonu.

Doświadczenia w zakresie instalacji i eksploatacji urządzeń pozwoliły sformułować wytyczne i zasady dotyczące: .

— sposobu zabudowy anten (na drewnianych konstrukcjach blisko ociosu, równolegle do niego i prostopadle do spągu, oddalone od siebie mniej niż 1 m);

— ograniczenia przekroju wyrobiska w miejscu zabudowy bramki tak, aby pole odczytu anten obejmowało całą przestrzeń, którą mogą się poruszać przechodzący obok bramki pracownicy;
— usunięcia z pola odczytu bramki w miarę możliwości kabli energetycznych i dużych metalowych przedmiotów pochłaniających pole elektromagnetyczne wytworzone przez anteny pętlowe bramki;
— zasilania urządzeń dołowych systemu z pewnych źródeł, nie podlegających w miarę możliwości wyłączeniom eksploatacyjnym oraz przez zabezpieczenia metanometryczne. Dotyczy to zwłaszcza dołowej stacji transmisji ZMP 16;
— postępowania w przypadku zaistnienia stanów awaryjnych aparatury, które sprowadza się do zastąpienia rejestracji automatycznej „rejestracją ręczną", prowadzoną przez pracowników rozstawionych na tych wejściach do rejonu, na których ze względu na zaistniałą awarię monitoring systemowy nie jest możliwy;
— postępowania w przypadku zapełniania lub przepełnienia rejonu. Operator włącza wtedy transparenty świetlne z napisem „ZAKAZ WEJŚCIA" i informuje o tym telefonicznie dozór oddziałowy, który odpowiada za zatrudnienie w rejonie dopuszczalnej liczby pracowników;
— rozdziału, mocowania oraz użytkowania kart identyfikacyjnych. Karty identyfikacyjne zostają przymocowane do akumulatorów lamp osobistych pracowników stale zatrudnionych w obserwowanym rejonie (pracownicy oddziału górniczego i obsługujący urządzenia specjaliści — elektrycy, maszynowcy). Osoby udające się do rejonu sporadycznie pobierają karty w lampiarni, gdzie fakt ten zostaje odnotowany odpowiednim zapisem w książce rozchodu kart. Karty nie wolno przesłaniać przedmiotami metalowymi znacznych rozmiarów np. aparatem ucieczkowym AU-9; gdy nie jest przytwierdzona do akumulatora lampy osobistej należy ja nosić w kieszeni bocznej ubrania roboczego, w której nie powinno być innych przedmiotów metalowych jak np. karta RCP;
— okresowych kontroli kart identyfikacyjnych przy pomocy przenośnego czytnika GNOM R celem weryfikacji poprawności ich działania.

Próby ruchowe w rejonie ściany 303 w pokładzie 507 zakończyło tąpnięcie mające miejsce w ścianie w sierpniu 1999 roku i zaniechanie dalszej eksploatacji górniczej w tym rejonie. W momencie tąpnięcia system pokazywał prawidłowo faktyczną ilość osób w rejonie.

Część dołową systemu przeniesiono w rejon ściany 447 w pokładzie 414/3/4. Wprowadzone usprawnienia aparaturowe oraz środki organizacyjne wzmiankowane powyżej zdecydowanie poprawiły pewność działania systemu. Efektem prób w tym rejonie było uzyskanie pozytywnej opinii atestacyjnej w sprawie przydatności systemu do stosowania w zakładach górniczych jako systemu bezpieczeństwa, wydanej przez Zespół Atestacji Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej. W oparciu o tę opinię system został dopuszczony do stosowania w podziemnych zakładach górniczych przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego.

4. Ruch próbny systemu — dalsze modyfikacje programowe, opracowanie instrukcji eksploatacyjnych

Przed wdrożeniem do eksploatacji przeprowadzony został 3 miesięczny ruch próbny urządzeń systemu w okresie od września do grudnia 2000 roku. Ruch ten poprzedzony został

wprowadzeniem modyfikacji do oprogramowania systemowego PERSONEL i opracowaniem instrukcji postępowania pracowników zatrudnionych w rejonie objętym kontrolą migracji załogi przez system GNOM, zgodnie z uwagami zgłoszonymi przez Urząd Górniczy do Badań Kontrolnych Urządzeń Energomechanicznych w trakcie badania odbiorczego systemu po zabudowie w KWK „Bielszowice".

Uwagi te odnosiły się do możliwości błędnego określania kierunku i braku rejestracji przejścia przez bramkę osoby wyposażonej w kartę identyfikacyjną.

Informacja o kierunku przejścia przez bramkę przekazywana przez czytnik do komputera nadzorującego wskazuje jedynie, która z 2 anten bramki ostatnia zarejestrowała obecność w polu odczytu karty identyfikacyjnej, nie podając, czy kartę zarejestrowały obie anteny. W efekcie, niemożliwe jest rozróżnienie zdarzenia polegającego na przejściu przez bramkę od zdarzenia, w którym pracownik nie przechodząc przez 2 anteny, zawrócił w polu działania jednej.

Modyfikacja oprogramowania polegała na:

— uwzględnieniu przy interpretacji zdarzeń, jakimi są wejścia lub wyjścia kontrolowanych osób z rejonu zagrożonego, obecności danych osób lub jej braku w wyżej wymienionym rejonie w czasie bezpośrednio poprzedzającym te zdarzenia
— automatycznej sygnalizacji zdarzeń wątpliwych typu wejście do rejonu osoby, która w nim już jest zarejestrowana lub wyjściu z rejonu osoby, w której nie jest zarejestrowana,
— przyjęciu a priori w sytuacjach wątpliwych wersji przejścia kontrolowanej osoby w strefę większych zagrożeń.

Ubocznym efektem tej drugiej modyfikacji jest np. wprowadzenie do rejonu osoby, która będąc na zewnątrz obserwowanego rejonu weszła w zasięg oddziaływania zewnętrznej bramki i zawróciła.

Brak rejestracji przejścia przez osobę wyposażoną w kartę identyfikacyjną ma miejsce, gdy karta nie spowoduje pobudzenia żadnej z obu anten pętlowych bramki. Fakt nie pobudzenia anteny wynikający z obiektywnych właściwości systemu GNOM wykorzystującego propagacje fal elektromagnetycznych może mieć miejsce na skutek ekranowania lub niekorzystnego usytuowania anten czytnika i wewnętrznej anteny identyfikatora.

Ponieważ producent systemu nie był w stanie zmienić tych właściwości, wypracowane na podstawie doświadczeń prób ruchowych zasady mocowania i przenoszenia kart identyfikacyjnych, pozwalające zminimalizować to ujemne zjawisko, zostały ujęte w „Instrukcji postępowania pracowników zatrudnionych w rejonie szczególnego zagrożenia tapaniami, objętego kontrolą migracji załogi przez system GNOM", zatwierdzonej przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego i wprowadzonej do obowiązkowego stosowania. Tak więc przez zastosowanie odpowiedniego środka organizacyjnego ograniczono niedoskonałości sprzętowe.

W trakcie ruchu próbnego urządzenia części dołowej systemu GNOM zainstalowane zostały w rejonie ściany 813 w pokł. 418, gdzie wyznaczono rejon szczególnego zagrożenia tąpaniami. 3 bramki systemu zabudowano na wejściach do rejonu rezygnując z jego podziału na dodatkowe strefy.

Część powierzchniową systemu, z racji jego przeznaczenia, pozostawiono w Stacji Geofizyki Górniczej.

W trakcie ruchu próbnego opracowano instrukcje stanowiskowe dla pracowników obsługujących część powierzchniową i dołową systemu, instrukcję postępowania w przypadku

zaistnienia stanów alarmowych sygnalizowanych przez system i instrukcję prowadzenia gospodarki kartami identyfikacyjnymi. Pozwoliło to na ujęcie w ramy organizacyjne całości zagadnień związanych z obsługą i funkcjonowaniem systemu GNOM.

Nie osiągnięto pełnej, 100% wiarygodności rejestracji przejść osób przez bramki. Stwierdzono niewielkie różnice pomiędzy stanem rzeczywistym a stanem zarejestrowanym przez system. W niektórych przypadkach osoby „pozostawały" w rejonie, pomimo ich faktycznego wyjścia. Przyczyną takiego stanu rzeczy była przyjęta przez oprogramowanie systemowe opcja interpretacji zdarzeń wątpliwych zakładająca wersję przejścia kontrolowanej osoby w stronę większych zagrożeń, a także występujące sytuacje braku pobudzenia anteny przez kartę identyfikacyjną np. na skutek jej przypadkowego ekranowania. Nie wpłynęło to jednak na pogorszenie stanu bezpieczeństwa pracowników (w zagrożonym rejonie system wykazywał co najwyżej ich nadmiar). Widoczną stała się konieczność aktualizacji zarejestrowanej przez system ilości osób w rejonie zagrożonym ze stanem rzeczywistym przez operatora systemu po każdej zmianie.

Wyniki ruchu próbnego przesądziły o wydaniu przez właściwy Urząd Górniczy zezwolenia na eksploatację systemu

5. Eksploatacja systemu — efekty, ograniczenia i warunki prawidłowego działania

W trakcie eksploatacji systemu GNOM w KWK „Bielszowice" został on użyty do kontroli ruchu załogi kolejno w 3 rejonach szczególnego zagrożenia tapaniami: rejonie ściany 813 w pokładzie 418, rejonie ściany 772 w pokładzie 502 i obecnie w rejonie ściany 306 w pokładzie 507.Każdorazowo system był wykorzystywany do obserwacji tylko 1 rejonu zagrożonego, przy czym ilość bramek wykorzystywanych do obserwacji wahała się od 3 (ściana 813) do 5 (ściana 772 i 306).

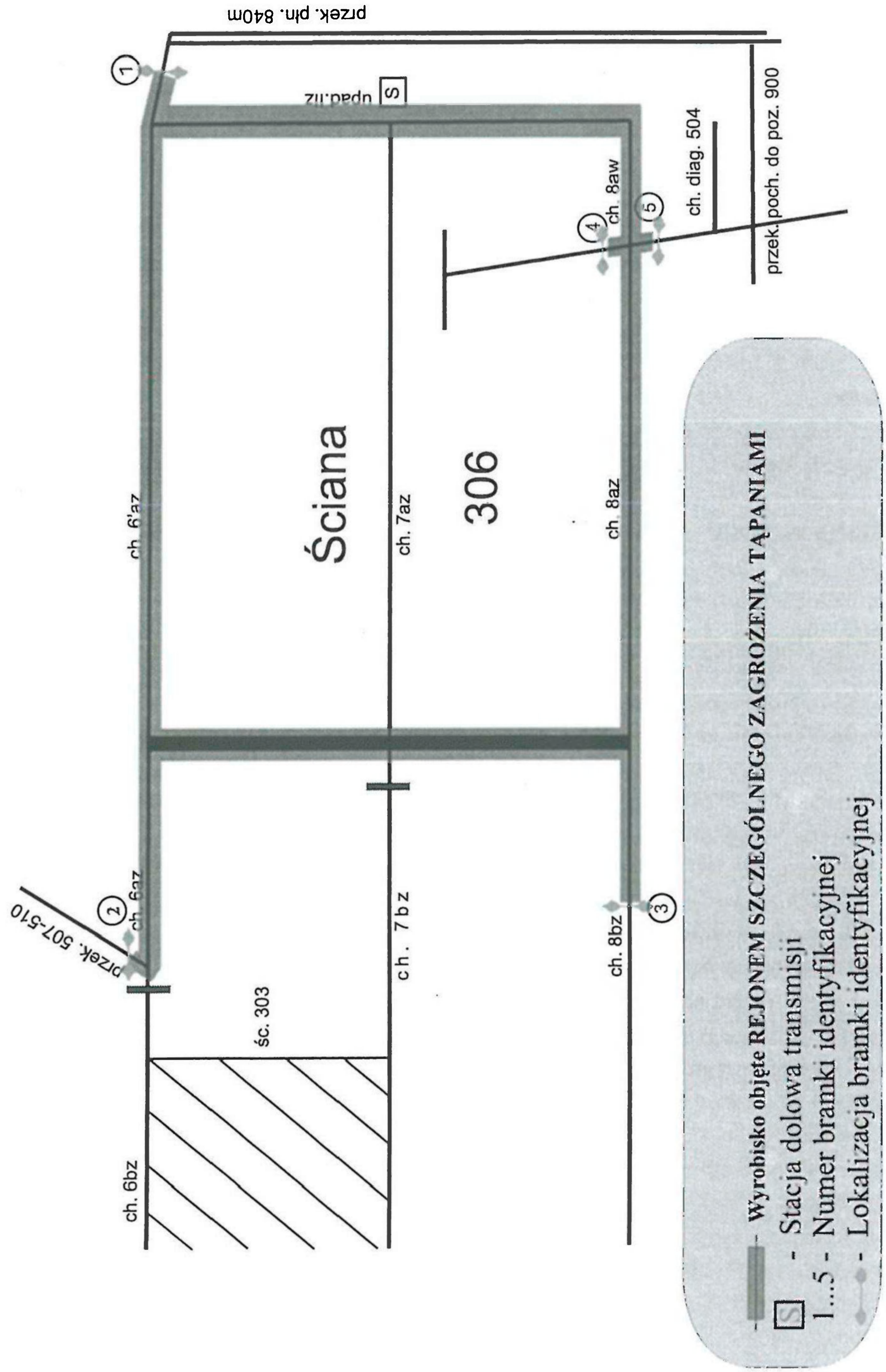
Schemat zabudowy urządzeń systemu GNOM w rejonie szczególnego zagrożenia tąpaniami ściany 306 w pokł.507 przedstawia rysunek 2.

Ponad roczny okres eksploatacji systemu w różnych rejonach w pełni ujawnił korzyści płynące z jego zastosowania, ograniczenia występujące w użytkowaniu i warunki, jakie należy zapewnić do jego prawidłowego funkcjonowania.

Efekty ekonomiczne są wymierne. Można je przeliczyć na koszt zatrudnienia na każdej zmianie pracowników do prowadzenia „ewidencji ręcznej", obstawiających wejścia do zagrożonego rejonu w ilości odpowiadającej liczbie zabudowanych bramek. W przypadku prowadzonego obecnie monitoringu ściany 306 odpowiada to 20 roboczodniówkom dziennie (4 zmiany po 5 pracowników). Korzyść dla bezpieczeństwa pracy wynika z faktu, że tylu pracowników nie trzeba zatrudniać w rejonie, gdzie występuje zagrożenie zdrowia i życia. Efekty te przesądzają o zasadności stosowania systemu.

System posiada jednak pewne ograniczenia wynikające z jego własności funkcjonalnych i rozwiązań konstrukcyjnych, które limitują zakres użytkowania i narzucają konieczność zapewnienia określonych warunków dla zapewnienia prawidłowego działania.

1. Do 1 stacji dołowej układu transmisji ZMP 16 (a taka jest obecnie zastosowana w systemie) można podłączyć do 7 czytników odległych od stacji do 1200 m. Ogranicza to obszar kontrolowany w praktyce do rejonu 1 ściany obejmującego ścianę wraz z wyrobiskami przyścianowymi bądź ewentualnie 2 ścian usytuowanych blisko siebie.



Rys. 2. Schemat zabudowy urządzemu GNOM w rejonie ściany 306 w pokładzie 507 zagrożonej tąpaniami

Fig. 2. Diagram of GNOM hardware installation in a hazardous area prone to rockbursts (coal face 306 in the seam 507)

2. Brak centralnego zasilania (stosowanego w szeregu rozwiązań systemów dyspozytorskich i bezpieczeństwa) urządzeń dołowych systemu uzależnia ich działanie od sprawności kopalnianej dołowej sieci elektroenergetycznej. Wyposażenie czytników w buforowe zasilanie akumulatorowe z czasem podtrzymania powyżej 4 godzin ograniczyło wprawdzie problem ich awaryjności do poważnych, długotrwałych uszkodzeń sieci, ale newralgicznym pozostaje zasilanie dołowej stacji transmisji ZMP 16, która nie posiada bufora akumulatorowego, a jej praca limituje działanie całego systemu. Narzuca to na użytkownika, jakim jest kopalnia konieczność zasilania tej stacji z pewnego źródła, nie podlegającego wyłączeniom eksploatacyjnym ani przez zabezpieczenia metanometryczne. Doświadczenie kopalni wskazuje, że celowe jest uwzględnienie zasilania urządzeń sytemu GNOM już na etapie opracowania projektu technicznego danego wyrobiska.

3. Anteny pętlowe bramek identyfikacyjnych mają niedostateczny zasięg odczytu, by objąć nim cały przekrój wyrobiska, co wymaga ograniczenia wielkości przekroju w miejscu zabudowy bramki. Może stanowić to utrudnienie w przypadku wyrobisk, w których prowadzony jest transport materiałów dużych rozmiarów, nakłada obowiązek wzmożenia uwagi ze strony pracowników prowadzących transport.

4. Brak automatycznej sygnalizacji uszkodzeń anteny w postaci mocowanego do drewnianej konstrukcji przewodu oponowego (przerwy lub doziemienia) czyni praktycznie niemożliwą szybką reakcję na tego typu awarię, która prowadzi do przekłamań rejestracji przejść. Operator systemu może wywnioskować o zaistnieniu takiego uszkodzenia na podstawie zwiększenia ilości zdarzeń wątpliwych, rejestrowanych przez system, a więc po dłuższej obserwacji pracy systemu. Konieczna jest bieżąca (przez pracowników ruchu elektrycznego wchodzących i wychodzących z zagrożonego rejonu) wzrokowa kontrola stanu anten.

5. Przyjęta przez oprogramowanie opcja interpretacji zdarzeń wątpliwych zakładająca wersje przejścia osoby kontrolowanej w stronę większych zagrożeń wprowadza błąd systemowy rejestracji zwiększając w rezultacie sztucznie rzeczywistą ilość osób w rejonie zagrożonym. Operator musi okresowo korygować wskazania systemu i „wyprowadzać ręcznie „zarejestrowanych ludzi z rejonu, gdy ich przebywanie przekracza zadany limit, a przyporządkowane im karty identyfikacyjne znajdują się już w lampiarni.

6. Możliwości rozszerzenia pola działania systemu GNOM

Poprawa bezpieczeństwa pracy i efekty ekonomiczne wyrażające się w obniżeniu kosztów produkcji, osiągnięte dzięki zastosowaniu systemu GNOM czynią zasadnym rozważenie możliwości rozszerzenia pola jego działania.

W rozważaniach tych należy wziąć pod uwagę system GNOM w opisanej postaci, jak również z modyfikacjami pozwalającymi wyeliminować dotychczasowe, w/w ograniczenia.

Takie podejście wydaje się o tyle celowe, że po ogłoszeniu upadłości dotychczasowego producenta systemu, jest prawdopodobne że firma która przejmie prawa do wyrobu dokona modyfikacji które będzie zmierzać do poprawy jego walorów użytkowych, aby poszerzyć rynek zbytu.

Zdaniem autorów artykułu modyfikacje te powinny dotyczyć:

— zwiększenia odległości pomiędzy stacją dołową transmisji a bramkami, przy której łączność pomiędzy nimi będzie jeszcze poprawna,

— wyposażenia stacji dołowej transmisji w buforowane zasilanie akumulatorowe lub zasilanie centralne z powierzchni,

— zwiększenia zasięgu odczytu anten pętlowych i automatycznej sygnalizacji ich uszkodzeń,
— wyeliminowania możliwości braku uaktywnienia karty identyfikacyjnej w polu odczytu anten celem uzyskania pełnej wiarygodności odczytu,
— zapewnienia automatycznego zapalenia transparentów z napisem „ZAKAZ WEJŚCIA" przez system po wykryciu zapełnienia rejonu z możliwością ingerencji operatora.

Wykorzystanie systemu GNOM do kontroli migracji osób we wszystkich wyrobiskach podziemnych kopalni, co stanowiło by realizację przepisów §16 Rozporządzenia Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 16 kwietnia 1995 r. w sprawie prowadzenia ewidencji osób przebywających w wyrobiskach górniczych, jest zdaniem autorów na obecnym etapie nieefektywne ekonomicznie, wiąże się bowiem ze znaczną rozbudową konfiguracji systemu. Przewidywany wzrost kosztów nie korelowałby z poprawą bezpieczeństwa pracowników i ewentualnymi efektami ekonomicznymi. Celowość prowadzenia identyfikacji i ewidencji osób w rejonach szczególnie zagrożonych w sposób automatyczny, bez potrzeby angażowania do tego celu dodatkowych pracowników wydaje się bezsporna. Dotyczy to nie tylko rejonów szczególnego zagrożenia tąpaniami, gdzie przepisy prowadzenia ruchu wymuszają takie działania. Względy bezpieczeństwa przemawiają za zastosowaniem takiego rozwiązania również w miejscach, gdzie występują inne silne zagrożenia naturalne, np. zagrożenia metanowe, wodne.

Zadanie kontroli migracji osób w tych rejonach może być realizowane przez system GNOM już w obecnej wersji. Wymaga to rozbudowy konfiguracji systemu przedstawionej w pkt. 2 niniejszego artykułu, przez zwielokrotnienie ilości stacji dołowych transmisji do liczby kontrolowanych rejonów i odpowiednie powielenie liczby podłączonych do tych stacji bramek, a także zaopatrzenie w karty identyfikacyjne większej ilości pracowników. Nie uległaby zmianie część powierzchniowa systemu, z wyjątkiem oprogramowania, które należało by rozbudować.

Literatura

[1] Cieślik P. Rej A., 1997: *System lokalizacji i identyfikacji osób w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych*. Miesięcznik WUG nr 1.
[2] Cieślik P. Rej A., 1997: *Analiza funkcjonalności systemu lokalizacji i identyfikacji osób w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych*. Mechanizacja i automatyzacja górnictwa, październik 1997 r.

New possibilities offered by the GNOM system in the "Bielszowice" coal mine

Abstract

The paper presents the issue of proper performance of the system, compared with its development and modifications concerning programming, design and installation in the "Bielszowice" coal mine. The application of the GNOM as a security measure to identify mine personnel in the hazardous areas prone to rock bursts has led to the decrease of number of people exposed to danger and thus has contributed to an increase in work safety and to reduction of production cost. Following the experience gathered up to date, an issue of the extension of the GNOM scope has also been discussed.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 881—894

Janusz MAKÓWKA
Główny Instytut Górnictwa, Katowice

Górnik jako zawód podwyższonego ryzyka

Słowa kluczowe

Ryzyko – wypadki – górnictwo

Streszczenie

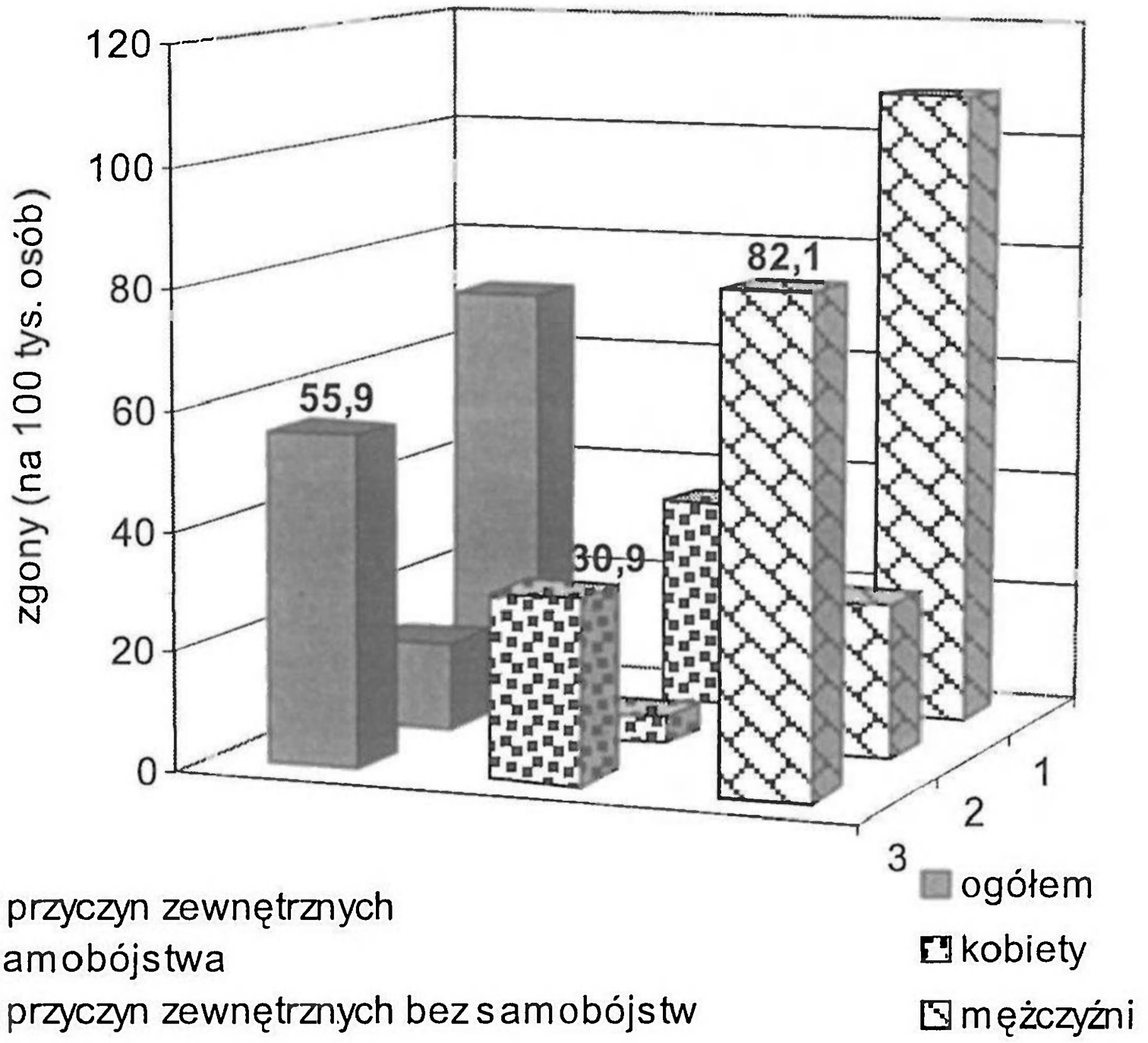
W artykule przedstawiono porównanie ryzyka wypadku śmiertelnego w górnictwie i w innych zawodach. Dokonano analizy zmian zachodzących w udziale zagrożeń naturalnych, technicznych i osobowych na ogólny poziom ryzyka. Zaprezentowano metodę prognozy ryzyka w wyniku prowadzenia eksploatacji w warunkach zagrożenia tąpaniami.

1. Wstęp

W świadomości społecznej utrwalił się obraz górnika jako pracownika najbardziej niebezpiecznej branży przemysłu. Do wyobraźni bardzo silnie przemawia odmienność środowiska pracy jako bardzo nieprzyjaznego dla człowieka. Czy jednak tak jest rzeczywiście? Czy górnicy tak często ulegają wypadkom? Z drugiej strony, w środowiskach zbliżonych do górniczych, a częściowo nawet w samym środowisku górniczym, funkcjonuje obiegowa opinia o nie najwyższym poziomie kadry, szczególnie tej niższego szczebla i pracowników fizycznych. Powinno to implikować mniejszą świadomość zagrożenia i zwiększoną wypadkowość w stosunku do innych środowisk zawodowych. Czy znajduje to potwierdzenie w faktach?

2. Górnik na tle społeczeństwa i innych zawodów

Według Rocznika Statystycznego RP 1999 na 100 tysięcy osób — obywateli polskich, przypada w roku 986 zgonów, z czego wśród kobiet 893 a wśród mężczyzn 1086. W tej liczbie zewnętrzne przyczyny zgonów to 70,8 dla ogółu a 35,4 i 108,1 odpowiednio dla mężczyzn i kobiet. Jeśli odliczyć od tego zgony spowodowane samobójstwami (14,9, 4,5 i 26 na 100 tys. odpowiednio dla ogółu, kobiet i mężczyzn), to otrzymujemy liczby, które można z pewnym przybliżeniem utożsamić z liczbą zgonów wynikających z wypadków i innych oddziaływań bezpośrednich, niezależnych od woli człowieka. Tak więc 55,9 osób na 100 tys. ogółu ulega rocznie takim zewnętrznym, mniej lub bardziej gwałtownym oddziaływaniom pozbawiającym ich życia. Analogiczny wskaźnik dla kobiet wynosi 30,9 a dla mężczyzn 82,1. Zastanawiająca



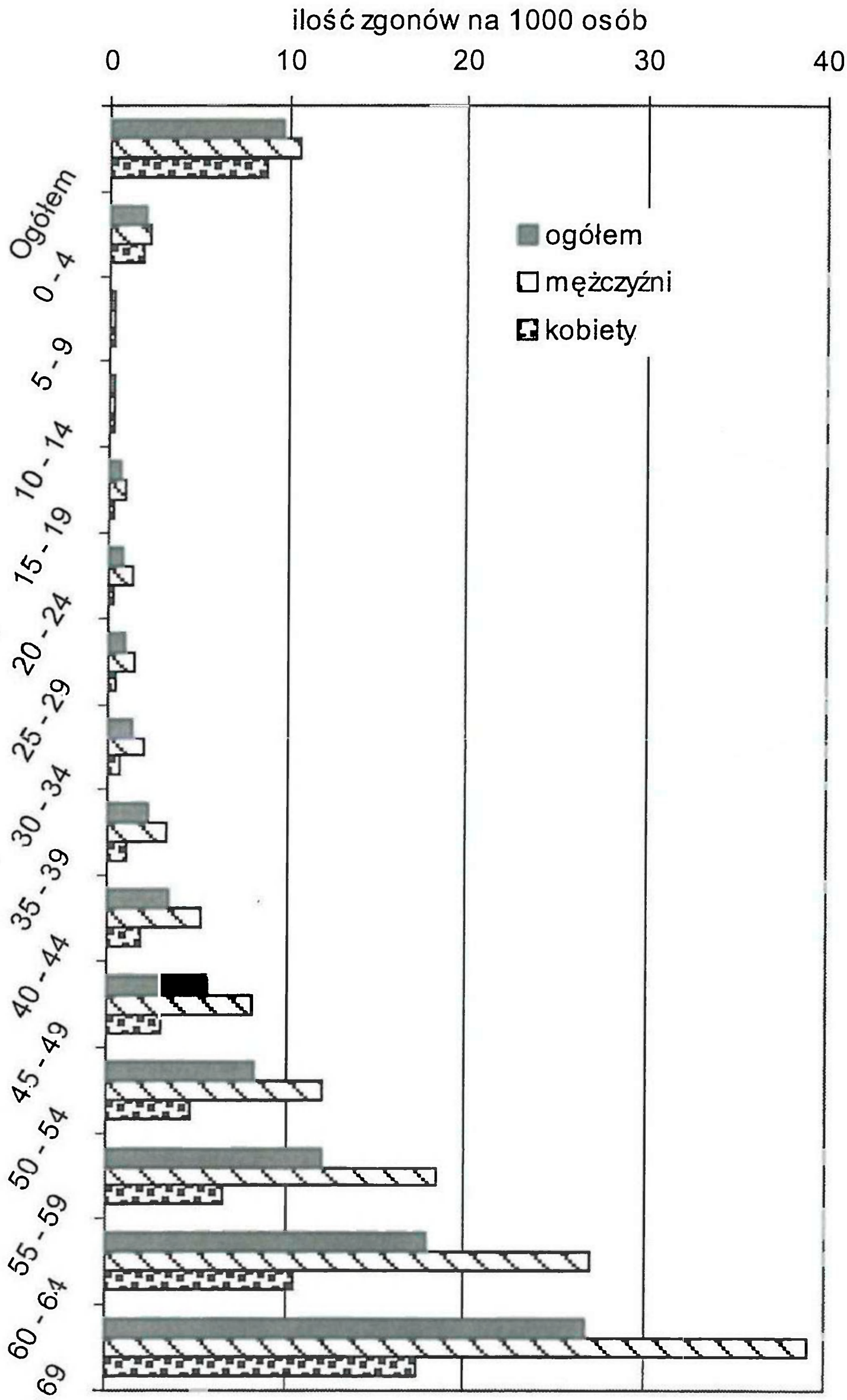
Rys. 1. Ilość zgonów z przyczyn zewnętrznych — na 100 tys. ludności dancj grupy (źródło: Mały Rocznik Statystyczny 2001)

Fig. 1. Deaths due to external cases per 100 thou. population of given group (source: Concise Statistical Yearbook of Poland 2001)

jest ponad 2,5-krotna różnica w ilości zgonów z przyczyn zewnętrznych różnych od samobójstw dla kobiet i mężczyzn, ale dla potrzeb tego artykułu najważniejsza jest liczba określająca ryzyko zgonu dla mężczyzny wynosząca w przybliżeniu $8 \cdot 10^{-4}$ w ciągu roku.

Powyższa wartość ujmuje oczywiście wszystkie grupy wiekowe, zaś interesującą do porównań z grupą zawodową górników jest czynna zawodowo część społeczeństwa a nawet wyłącznie męska jego część. Rysunek 2 przedstawia rozkład ilości zgonów różnych kategorii wiekowych. Przyjmijmy, że aktywność zawodowa przypada na wiek pomiędzy 20 a 60 lat, co będzie kompromisem uwzględniającym różny wiek emerytalny w górnictwie i w pozostałych obszarach gospodarki. Dla tego przedziału wieku średnia ilość zgonów dla mężczyzn to 6,48 na każde 1000 osób populacji, w czym ujęte są zgony z przyczyn naturalnych, samobójstwa i zgony z przyczyn zewnętrznych. Nie ma niestety dostępnych danych określających odsetek zgonów z przyczyn zewnętrznych i samobójstw w analogicznych grupach wiekowych, dlatego pozostaje jedynie przyjąć, że jest on taki sam, jak dla ogółu populacji mężczyzn. Wtedy uzyskuje się ryzyko zgonu z przyczyn zewnętrznych wynoszące $\mathbf{4{,}9 \cdot 10^{-4}}$. W rzeczywistości wartość ta powinna być nieco większa, gdyż udział zejść śmiertelnych z przyczyn zewnętrznych w rozpatrywanej grupie wiekowej jest większy od przeciętnej.

Przyjrzyjmy się teraz strukturze zatrudnienia w polskiej gospodarce — tabela 1. Na 9,6 mln zatrudnionych w całej polskiej gospodarce na przemysł przypada niecałe 32% a na górnictwo 2,5%. Jeżeli pominąć rybołówstwo i rybactwo — branżę o marginalnym zatrudnieniu i niepełnej



Rys. 2. Zgony według wieku i płci zmarłych na 1000 ludności danej płci i grupy wieku (wg Rocznika Statystycznego RP 1999)

Fig. 2. Deaths by sex and age of deaceased per 1000 population of given sex and age group (source: Statistical Yearbook of Poland 1999)

statystyce w dziedzinie bezpieczeństwa pracy, to górnictwo okaże się gałęzią gospodarki o najwyższym ryzyku wypadku: $2 \cdot 10^{-2}$. W całym przemyśle ryzyko jest o połowę mniejsze (co zapewne jest kształtowane przez przetwórstwo przemysłowe o statystykach na tym poziomie), podobnie jak w budownictwie, natomiast w transporcie ryzyko wypadku jest nieznacznie mniejsze i wynosi $8 \cdot 10^{-3}$. Gdy porównać ryzyko wypadku śmiertelnego, to relacje pozostają na

podobne: dla górnictwa $2 \cdot 10^{-4}$, dla przemysłu ogółem $7 \cdot 10^{-5}$ (przemysł przetwórczy $6 \cdot 10^{-4}$), budownictwo $2 \cdot 10^{-4}$, transport $8 \cdot 10^{-5}$.

Tabela 1. Struktura zatrudnienia i ryzyko wypadku przy pracy

Table 1. Employement structure and risk of injury in accident at work

Wyszczególnienie	Zatrudnienie		Ryzyko wypadku przy pracy		
	tys. prac.	%	ogółem	wypadki śmiertelne	wypadki ciężkie
Ogółem	9 610	100	$8 \cdot 10^{-3}$	$5 \cdot 10^{-5}$	$1 \cdot 10^{-4}$
Rolnictwo, łowiectwo i leśnictwo	212	2,2	$1 \cdot 10^{-2}$	$6 \cdot 10^{-5}$	$2 \cdot 10^{-4}$
Rybołówstwo i rybactwo	9,5	0,1	$8 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-4}$	–
Przemysł	3 062	31,9	$1 \cdot 10^{-2}$	$7 \cdot 10^{-5}$	$2 \cdot 10^{-4}$
w tym: górnictwo i kopalnictwo	240	2,5	$2 \cdot 10^{-2}$	$2 \cdot 10^{-4}$	$1 \cdot 10^{-4}$
przetwórstwo przemysłowe	2 574	26,8	$1 \cdot 10^{-2}$	$6 \cdot 10^{-5}$	$2 \cdot 10^{-4}$
wytwarzanie i zaopatrywanie w energię elektryczną, gaz i wodę	248	2,6	$9 \cdot 10^{-3}$	$4 \cdot 10^{-5}$	$1 \cdot 10^{-4}$
Budownictwo	703	7,3	$1 \cdot 10^{-2}$	$2 \cdot 10^{-4}$	$3 \cdot 10^{-4}$
Handel i naprawy	1 399	14,6	$4 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-5}$	$7 \cdot 10^{-5}$
Hotele i restauracje	152	1,6	$5 \cdot 10^{-3}$	$1 \cdot 10^{-5}$	$5 \cdot 10^{-5}$
Transport, gospodarka magazynowa i łączność	667	6,9	$8 \cdot 10^{-3}$	$8 \cdot 10^{-5}$	$1 \cdot 10^{-4}$
Pośrednictwo finansowe	252	2,6	$2 \cdot 10^{-3}$	$2 \cdot 10^{-5}$	$7 \cdot 10^{-5}$
Obsługa nieruchomości i firm; nauka	627	6,5	$5 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-5}$	$9 \cdot 10^{-5}$
Administracja i obrona, ubezpieczenia	470	4,9	$5 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-5}$	$7 \cdot 10^{-5}$
Edukacja	901	9,4	$3 \cdot 10^{-3}$	$2 \cdot 10^{-5}$	$4 \cdot 10^{-5}$
Ochrona zdrowia i opieka społeczna	862	9	$9 \cdot 10^{-3}$	$1 \cdot 10^{-5}$	$4 \cdot 10^{-5}$
Pozostałe	287	3	$5 \cdot 10^{-3}$	$2 \cdot 10^{-5}$	$1 \cdot 10^{-4}$

Źródło: Mały Rocznik Statystyczny Polski 2001

Jednak istnieje pewna cecha, która sprawia, że powyższe relacje ulegają znaczącej zmianie. Otóż w każdej z analizowanych dziedzin gospodarki odmienny odsetek zatrudnionych jest eksponowany na zagrożenia, czyli pracuje w warunkach zagrożenia. W tabeli 2 przedstawiono dla najbardziej niebezpiecznych branż odsetki pracujących w warunkach zagrożenia oraz skorygowane ryzyko wypadku oraz ryzyko wypadku śmiertelnego. Ryzyka skorygowane obliczono przyjmując upraszczające założenie, że wypadkowość wśród zatrudnionych nie pracujących w warunkach zagrożenia jest pomijalnie mała. Jak przedstawiono to w tabeli 2, **w górnictwie**

jest największy udział osób pracujących w warunkach zagrożenia: 36% w stosunku do 20% w przemyśle ogółem a 11—14% dla budownictwa, transportu czy ogółu zatrudnionych w gospodarce. Jeśli teraz uwzględnić ten współczynnik i obliczyć ryzyko wypadku dla osób zatrudnionych na zagrożonych stanowiskach pracy, to otrzymuje się wynik jak w dwóch ostatnich kolumnach tabeli 2.

Tabela 2. Ryzyko wypadku dla pracujących w warunkach zagrożenia

Table 2. Risk of injury in accident at work in hazardous conditions

Wyszczególnienie	Zatrudnienie [%]	Ryzyko wypadku przy pracy			Pracujący w warunkach zagrożenia [%]	Ryzyko wypadku dla osoby pracującej w warunkach zagrożenia	Ryzyko wypadku śmiertelnego dla osoby pracującej w warunkach zagrożenia
		ogółem	wypadki śmiertelne	wypadki ciężkie			
Ogółem	100	$8{,}3 \cdot 10^{-3}$	$5{,}0 \cdot 10{-}5$	$1{,}2 \cdot 10^{-4}$	14,3	$5{,}9 \cdot 10^{-2}$	$3{,}5 \cdot 10^{-4}$
Przemysł ogółem	31,9	$1{,}4 \cdot 10^{-2}$	$7{,}0 \cdot 10{-}5$	$1{,}9 \cdot 10^{-4}$	20,2	$6{,}7 \cdot 10^{-2}$	$3{,}5 \cdot 10^{-4}$
Górnictwo i kopalnictwo	2,5	$1{,}7 \cdot 10^{-2}$	$1{,}8 \cdot 10^{-4}$	$1{,}3 \cdot 10^{-4}$	36,1	$4{,}7 \cdot 10^{-2}$	$5{,}0 \cdot 10^{-4}$
Budownictwo	7,3	$1{,}3 \cdot 10^{-2}$	$1{,}7 \cdot 10^{-4}$	$2{,}5 \cdot 10^{-4}$	11,8	$1{,}1 \cdot 10^{-1}$	$1{,}4 \cdot 10^{-3}$
Transport, gospodarka magazynowa i łączność	6,9	$8{,}0 \cdot 10^{-3}$	$8{,}0 \cdot 10{-}5$	$1{,}0 \cdot 10^{-4}$	14,8	$5{,}4 \cdot 10^{-2}$	$5{,}4 \cdot 10^{-4}$

Źródło: Rocznik Statystyczny RP 1999

Po korekcie relacje pomiędzy ryzykiem w górnictwie a przemysłem w ogólności i w innych branżach ulega znaczącej zmianie. Ogólne ryzyko wypadku w całej gospodarce okazuje się wyższe, niż w górnictwie, podobnie jak ryzyko w przemyśle ogółem — patrz trzy pierwsze wiersze w przedostatniej kolumnie tabeli 2. W przypadku ryzyka wypadku śmiertelnego ryzyko to jest już wyższe w górnictwie niż w gospodarce czy przemyśle ogółem, ale to nie górnictwo okazuje się przemysłem najbardziej niebezpiecznym — jest nim budownictwo o prawie trzykrotnie wyższym ryzyku. Transport, gospodarka materiałowa i łączność również są bardziej zagrożone takim wypadkiem.

Zestawmy wszystkie najważniejsze wartości ryzyka:

— ogólne ryzyko zgonu: $9{,}9 \cdot 10^{-3}$
— ryzyko zgonu dla mężczyzn: $10{,}86 \cdot 10^{-3} \approx 1{,}1 \cdot 10^{-2}$
— ryzyko śmierci z przyczyn zewnętrznych (bez samobójstw) ogółem $5{,}6 \cdot 10^{-4}$
— ryzyko śmierci z przyczyn zewnętrznych (bez samobójstw) dla mężczyzn $8{,}2 \cdot 10^{-4}$
— ryzyko śmierci z przyczyn zewnętrznych (bez samobójstw) dla mężczyzn w wieku produkcyjnym $4{,}9 \cdot 10^{-4}$

— ryzyko wypadku śmiertelnego dla osoby zatrudnionej w warunkach zagrożenia — w przemyśle ogółem $3,5 \cdot 10^{-4}$
— ryzyko wypadku śmiertelnego dla osoby zatrudnionej w warunkach zagrożenia — w górnictwie $5,0 \cdot 10^{-4}$

Z powyższych obserwacji można wysnuć wniosek taki, że górnictwo nie odbiega znacząco od innych dziedzin aktywności ludzkiej jeśli chodzi o poziom zagrożenia życia ludzkiego. Są profesje, które zasługują na miano niebezpiecznych bardziej niż ono.

3. Rryzyko wypadku w polskim górnictwie węglowym

W górnictwie, podobnie jak w innych dziedzinach ludzkiej działalności, ryzyko utraty zdrowia lub życia wynika z różnych przyczyn. Są nimi czynniki naturalne, techniczne, osobowe i inne, nie dające się zaklasyfikować do żadnej z trzech pierwszych. Specyfiką górnictwa jest duży udział czynników naturalnych, czyli tych pochodzących w znacznej mierze od otoczenia – nieprzyjaznego i ciągle nieprzewidywalnego. Jak pokazuje to tabela 3, w górnictwie stanowi ono obecnie (dane za rok 2000) źródło blisko 28% ogólnej liczby wypadków — liczbę porównywalną do liczby wypadków z przyczyn technicznych czy osobowych. Proporcje zmieniają się w statystykach dotyczących wypadków śmiertelnych, gdzie udział czynników spada do 7%, zaś udział wpływ czynników naturalnych i technicznych rośnie proporcjonalnie.

Tabela 3. Zagrożenia a wypadki w polskim górnictwie węgla kamiennego w 2000 roku (Martyka 2001)

Table 3. Hazard types and accidents in polish coal industry in 2000

	Rodzaj zagrożenia									
	naturalne		techniczne		osobowe		inne		razem	
	liczba	%	liczba	%	liczba	%	liczba	%	liczba	%
Rodzaj zagrożenia a wypadki wszystkich kategorii	750	27,6	826	30,4	906	33,4	232	8,5	2 714	100
Rodzaj zagrożenia a wypadki śmiertelne	12	42,9	13	46,4	2	7,1	1	3,6	28	100

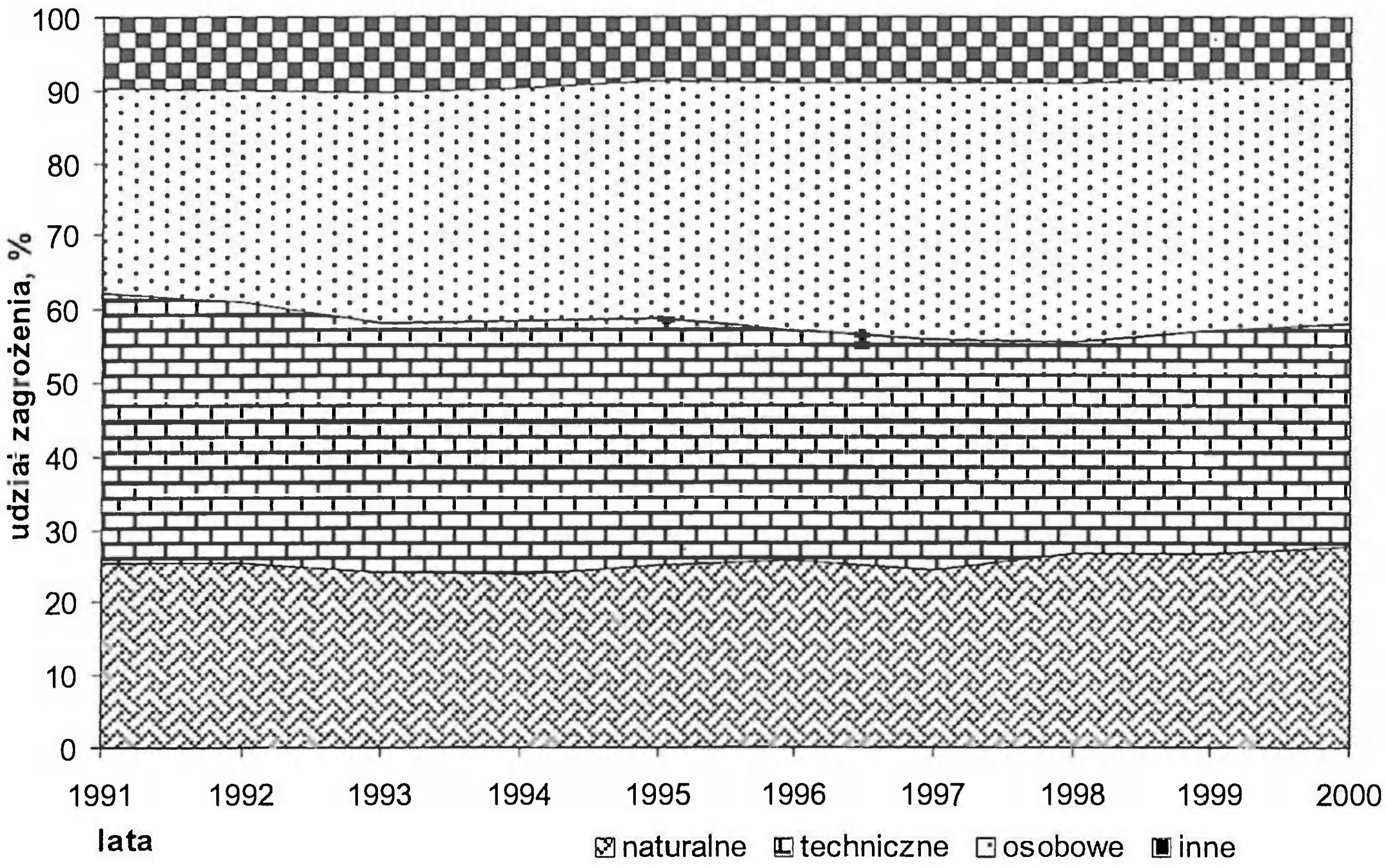
Oczywiście, wskaźniki wypadkowości wynikają bezpośrednio z omówionych danych (tab. 4). W ostatnich trzech kolumnach podano wartości ryzyka — odpowiednio wypadku i utraty życia, wynikające z zagrożeń naturalnych, technicznych i osobowych. Wszystkie są na poziomie niższym niż 10^{-5}. Suma tych wartości daje ryzyko całkowite $1,8 \cdot 10^{-4}$, co dobrze zgadza się z danymi z tabeli 2. Oznacza to, że inne rodzaje górnictwa poza węglowym mają podobny poziom ryzyka wypadku śmiertelnego i nie wpływają one na zmianę wartości globalnej.

Zobrazowane na kolejnych rysunkach 3 i 4 zmiany w strukturze zagrożeń w ostatnim dziesięcioleciu skłaniają do refleksji o stosunkowo niewielkich zmianach zachodzących na tym polu pomimo znaczących transformacji w wielu innych sferach górniczej rzeczywistości. O ile ogólna liczba wypadków spadła do 15% swojej początkowej wartości (czego nie pokazano w zamieszczonych danych), to z wykresu zależności poszczególnych zagrożeń trudno na

Tabela 4. Wskaźniki i wartości ryzyka wynikające z różnych rodzajów zagrożeń w 2000 roku (Martyka 2001)

Table 4. Indices and values of risk for different kinds of hazards types in 2000

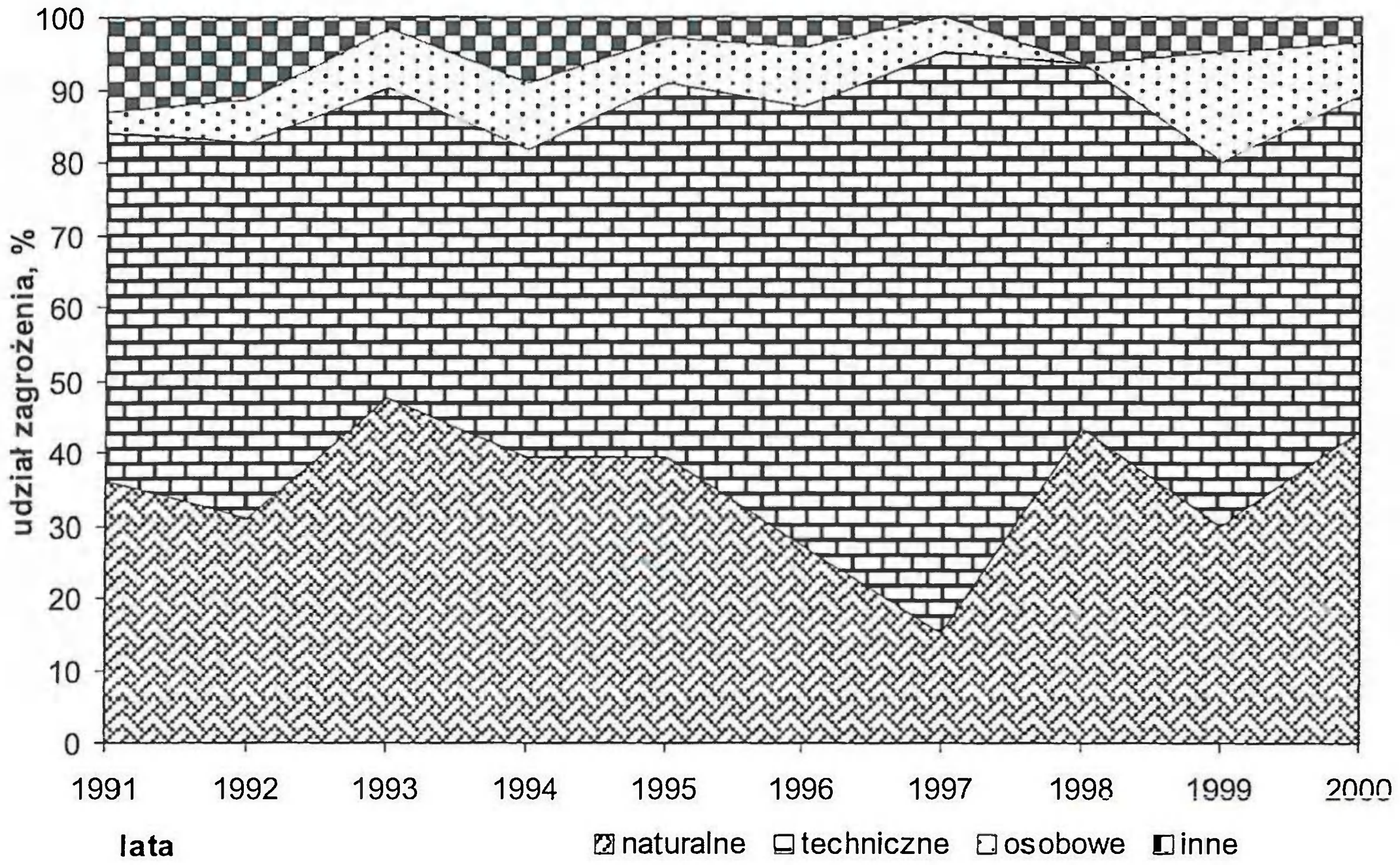
	Wskaźniki wypadków						Ryzyko		
	na 1 mln t wydobycia			na 1000 zatrudnionych					
	naturalne	techniczne	osobowe	naturalne	techniczne	osobowe	naturalne	techniczne	osobowe
Wskaźniki wypadków wszystkich kategorii	7,7	8,4	9,2	4,8	5,3	5,8	$4,8 \cdot 10^{-3}$	$5,3 \cdot 10^{-3}$	$5,8 \cdot 10^{-3}$
Wskaźniki wypadków śmiertelnych	0,1	0,13	0,016	0,08	0,08	0,013	$8,0 \cdot 10^{-5}$	$8,0 \cdot 10^{-5}$	$1,3 \cdot 10^{-5}$



Rys. 3. Udział zagrożeń w ogólnej liczbie wszystkich wypadków w latach 1991—2000

Fig. 3. Differen types of hazards share in global number of accidents in years 1991—2000

pierwszy rzut oka w zauważyć jakąś tendencję. Głębsza analiza danych pozwala dopiero na stwierdzenie nieznacznego przyrostu wypadków powodowanych przyczynami naturalnymi, lecz główna zmiana to przesunięcie 20% wypadków z zagrożeń technicznych do zagrożeń osobowych.



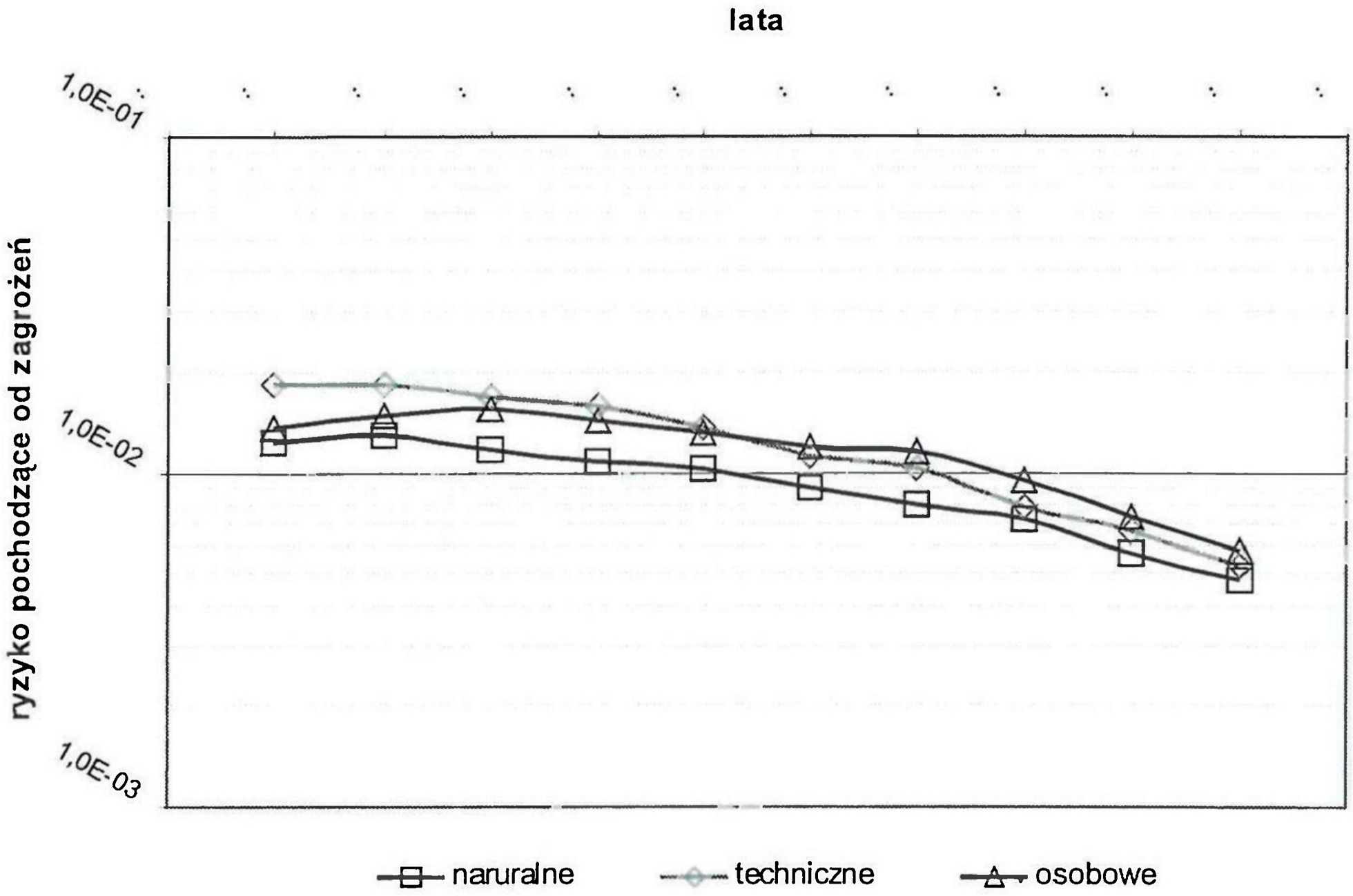
Rys. 4. Udział zagrożeń w liczbie wypadków śmiertelnych w latach 1991—2000

Fig. 4. Differen types of hazards share in global number of fatalities in years 1991—2000

Ewolucja w dziedzinie wypadków śmiertelnych (rys. 4) jest również niejednoznaczna jeśli chodzi o wynik końcowy. Zmiana ilości wypadków jest imponująca i wynosi 40% w stosunku do wartości wyjściowej, lecz udział poszczególnych zagrożeń pozostaje podobny. Zauważa się okres znacznego spadku udziału zagrożeń naturalnych w krótkim okresie lat 1996—1997, kiedy to zagrożenia techniczne były głównym czynnikiem kształtującym statystyki wypadków śmiertelnych, lecz w efekcie poziom tego zagrożenia wrócił omalże do wartości wyjściowej.

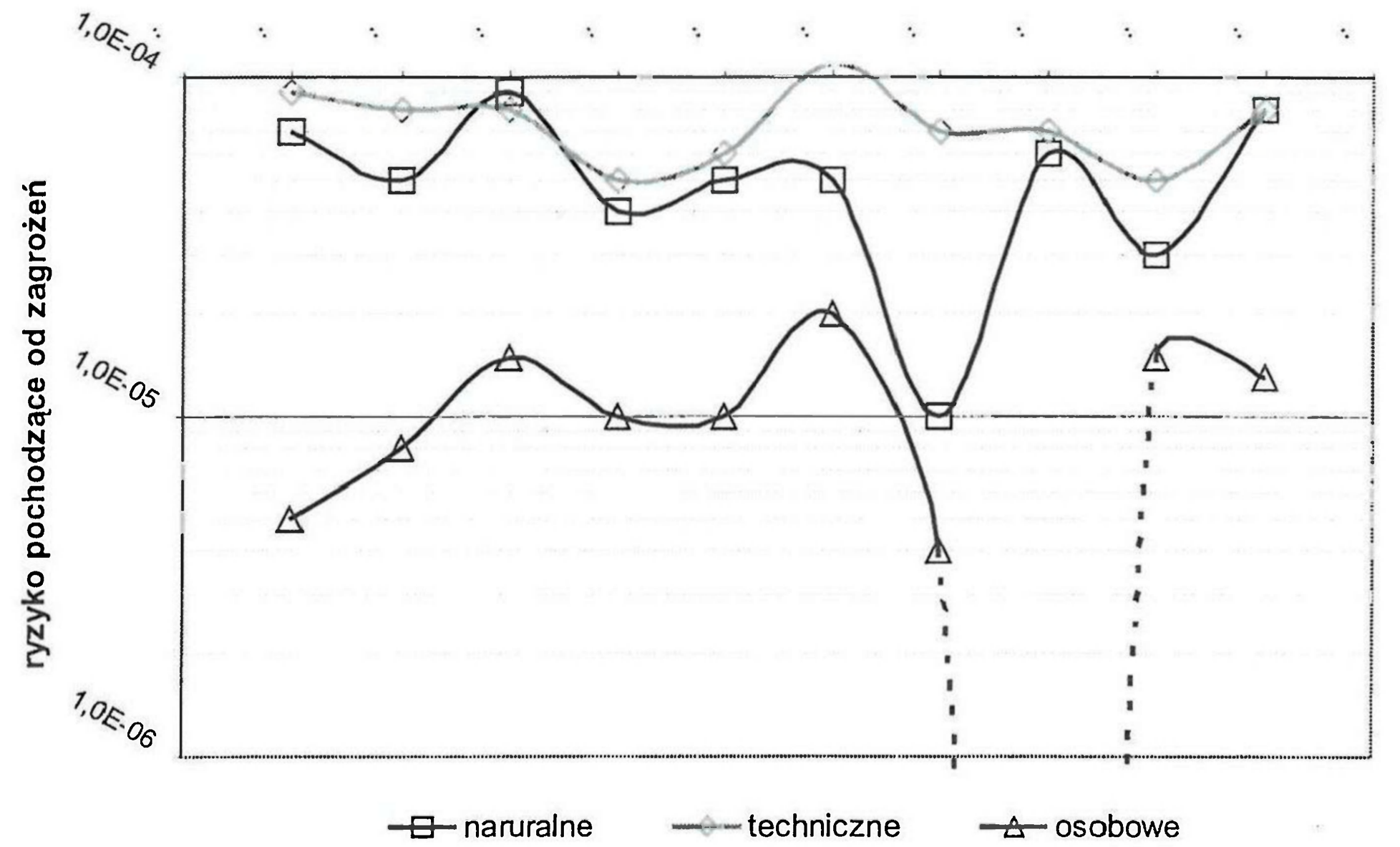
Sygnalizowane w zmiany w ilości wypadków odnosiły się do ich liczby ogólnej bez odniesienia do liczby zatrudnionych. Na rysunkach 5 i 6 przedstawiono zmiany w poziomie ryzyka zaistnienia wypadku oraz zmiany ryzyka utraty życia wynikającego z określonego zagrożenia. Zmiany w wypadkowości ogólnej są jednoznaczne: spadają i to w sposób znaczący, właściwie w tempie porównywalnym dla każdego zagrożenia. Liderem są zagrożenia techniczne, które spadły poniżej wartości ryzyka dla zagrożenia osobowego, co było już sygnalizowane na podstawie analizy udziału zagrożeń w ogólnej liczbie wszystkich wypadków.

Pozytywny wydźwięk powyższych obserwacji jest zakłócony wynikiem analizy zmian w ryzyku wypadku śmiertelnego. Tendencje ich zmian nie mają niestety trendu malejącego. Dla ostatnich pięciu lat trend taki można odszukać dla zagrożeń technicznych, lecz w skali całego dziesięciolecia jest to w zasadzie jedynie powrót do stanu wyjściowego. Odwrotnie jest w przypadku ryzyka związanego z zagrożeniami naturalnymi. Tutaj po dobrych latach 1991—1997 można obserwować do wartości początkowych. W przypadku zagrożeń osobowych trudno mówić o tendencjach, gdyż w największym stopniu ujawniają się tu silne fluktuacje wynikające z wpływu małej liczby notowanych wypadków.



Rys. 5. Zmiana ryzyka wypadku pochodzącego od zagrożeń naturalnych, technicznych i osobowych w latach 1991—2000

Fig. 5. Risk of accident changemet resulting from natural, technical and human hazard in years 1991—2000



Rys. 6. Zmiana ryzyka wypadku śmiertelnego pochodzącego od zagrożeń naturalnych, technicznych i osobowych w latach 1991—2000

Fig. 6. Risk of fatality changemet resulting from natural, technical and human hazard in years 1991—2000

Ogólnie można zauważyć, że w wypadkowości rośnie udział wypadków, którego głównym czynnikiem jest człowiek. Może to potwierdzać sygnalizowaną w kontaktach z kopalniami uwagę, że redukcja zatrudnienia w górnictwie skutkuje narastającym brakiem wykwalifikowanych kadr znających swój zawód a jednocześnie świadomych wiążących się z nim zagrożeń. Z kolei spadek udziału zagrożeń technicznych może wynikać z wycofywania najbardziej wyeksploatowanego parku maszynowego wraz z malejącym naciskiem na wydobycie i wzrastającą koncentracją tegoż. Nie w pełni dotyczy to wypadków śmiertelnych. Tutaj co prawda udział wypadków z przyczyn osobowych jest zredukowany do kilku procent, lecz ryzyko utraty życia pozostaje na podobnym poziomie zarówno dla tego zagrożenia jak i zagrożenia technicznego. Osobnym przypadkiem jest ryzyko wynikające z występowania zagrożeń naturalnych. Po okresie spadku zagrożenie to zdaje się wracać do pozycji znaczącej. Z dużą dozą prawdopodobieństwa można stwierdzić, że po okresie prostego ograniczania tego zagrożenia poprzez redukcję eksploatacji w obszarach o znacznym wpływie zagrożeń naturalnych na stan bezpieczeństwa załogi nadszedł czas na refleksję, że w pewnych sytuacjach opłaca się ponosić pewne ryzyko w celu odniesienia określonych korzyści materialnych. Powinno być to jednak ryzyko świadome i skalkulowane.

Czy ryzyko takie może być skalkulowane? Prace ośrodków naukowych podejmowane w ostatnich latach dowodzą, że tak. Przykładem może być sposób oceny ryzyka związanego z występowaniem tąpań (Makówka 1999), istnieją również rozwiązania dla innych zagrożeń (Strategia... 2001).

4. Ryzyko wystąpienia tąpnięcia i funkcja ryzyka

Dla określenia ryzyka R, czyli iloczynu prawdopodobieństwa P wystąpienia niepożądanego zdarzenia powodowanego określonym zagrożeniem i strat S w związku z jego wystąpieniem, jako straty mogą być rozumiane wypadki określonej kategorii, straty materialne, np. zniszczenie lub uszkodzenie określonego odcinka wyrobiska, zniszczenie maszyn i urządzeń, przerwy w produkcji, czasowe bądź trwałe wyłączenie z wydobycia określonego fragmentu złoża itp. W miejscu tym przeanalizujemy wypadkowość powodowaną tąpnięciami, a zestawioną w tabeli 3 i sporządzonym na jej podstawie rysunku 7. Widzimy, że ryzyko zaistnienia wypadku śmiertelnego zwiększa się wraz z energią wstrząsu w przybliżeniu do wartości $E \sim 5 \cdot 10^7$ J. Następnie zmniejsza się, by później znowu wzrosnąć. Ostatni punkt krzywej należy traktować jako mniej statystycznie wiarygodny, gdyż oparty na jednym przypadku tąpnięcia z ofiarami śmiertelnymi przy wstrząsie o energii powyżej 10^9 J.

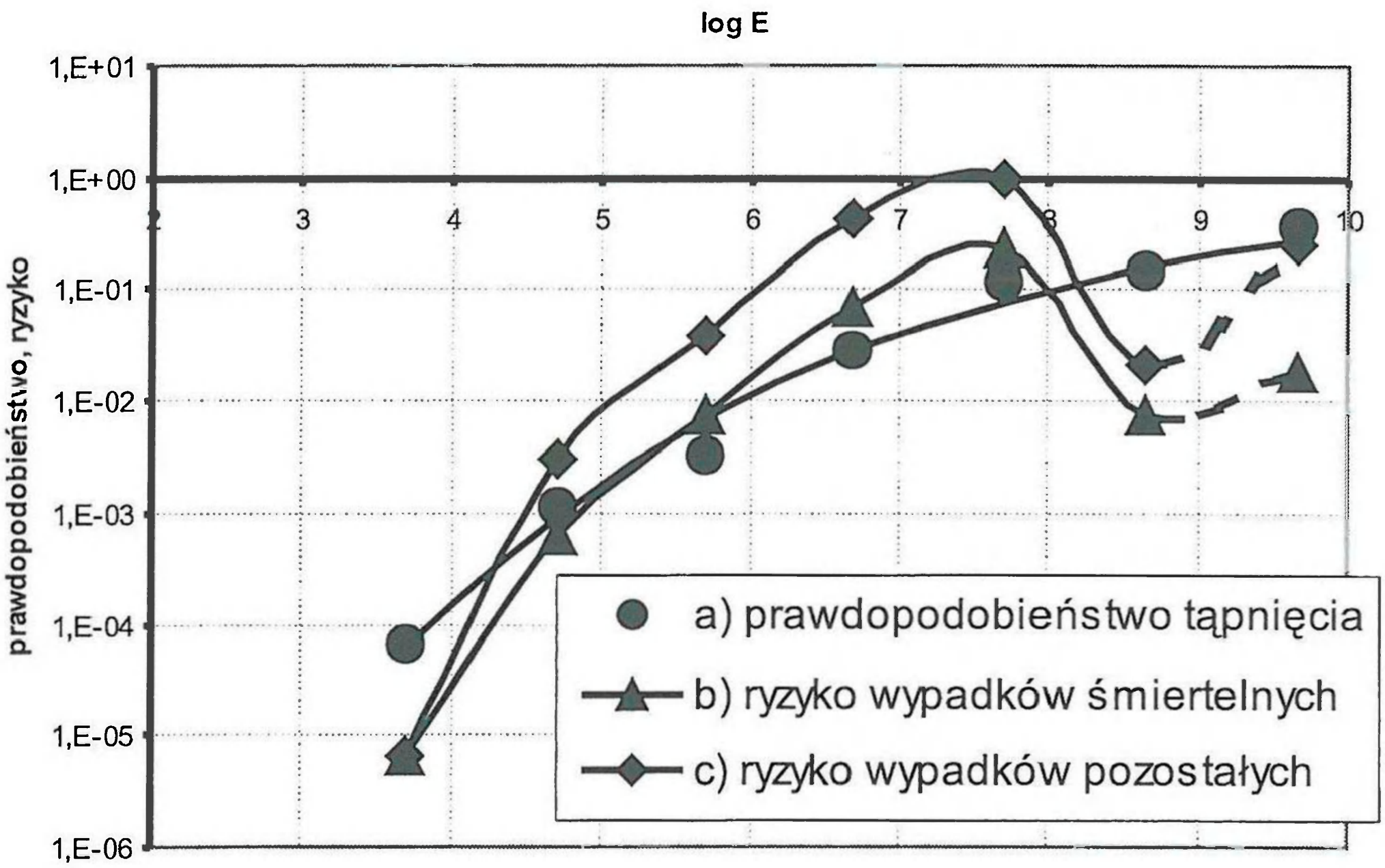
Na podstawie tych danych można określić prawdopodobieństwo wystąpienia tąpnięcia przy wstrząsie o określonej energii, rozumiane jako stosunek liczby wstrząsów do liczby tąpnięć przy wstrząsach o danej energii. Jak widać to w pierwszym wierszu tabeli 1, prawdopodobieństwo to wyraźnie narasta wraz ze wzrostem energii wstrząsu: od 0,000191 dla wstrząsów o energii rzędu 10^4 J do 0,222 dla wstrząsów o energii rzędu 10^9 J.

Sens fizyczny tej obserwacji może być następujący. Prowadzenie robót górniczych, a prowadzenie eksploatacji w szczególności, powoduje zmiany naprężeniowo-deformacyjne w pewnej objętości górotworu, która jest zmienna (np. w zależności od prędkości eksploatacji, zwięzłości górotworu itp.), ale skończona. Zmiany te mogą wywoływać wstrząsy sejsmiczne o różnej energii. Rozkład przestrzenny wstrząsów o różnych energiach nie jest znany, więc należy

Tabela 5. Współzależności między ilościami wypadków a ilościami wstrząsów i tąpnięć w relacji do energii wstrząsu

Table 5. Relationschip between number of accidents and number of tremors and rock bursts depending of tremor's energy

	Rząd energii wstrząsu					
	4	5	6	7	8	9
Prawdopodobieństwo wystąpienia tąpnięcia przy wstrząsie	0,000191	0,00312	0,0330	0,125	0,1935	0,2222
Wypadki śmiertelne/tąpnięcie	0,52	0,62857	0,82667	1,5667	0,16667	0,0145
Wypadki lekkie/tąpnięcie	2,68	2,98	2,89	4,0	0,50	0,0297
Ryzyko wypadku śmiertelnego	0,000099	0,00196	0,0273	0,19583	0,03226	0,00322
Ryzyko wypadku lekkiego	0,000512	0,00932	0,09555	0,5	0,09677	0,00661



Rys. 7. Prawdopodobieństwo tąpnięcia (a), ryzyko wypadków śmiertelnych (b) i wypadków pozostałych (c) w zależności od energii wstrząsu E dla kopalń węgla

Fig. 7. Rock burst probability (a), risk of fatality (b) and othger accidents (c) in relation of tremor's seismic energy for coal mines

założyć wstępnie, że jest równomierny w całej tej objętości. Z uwagi na zjawiska związane z propagacją fali sejsmicznej, wstrząsy o różnych energiach mają różny zasięg przestrzenny w sensie takim, że dla wstrząsu o małej energii określona gęstość strumienia energii wystąpi bliżej ogniska wstrząsu, niż dla wstrząsu o energii większej. Jeśli przyjąć określoną wartość

tłumienia λ, to można obliczyć zasięgi szkodliwego oddziaływania wstrząsów. W ten sposób wstrząs o niskiej energii ma mniejsze szanse znaleźć się na tyle blisko wyrobisk, by mógł w nich wywołać zniszczenia czy straty w ludziach.

Analiza ilości wstrząsów w zależności od energii wskazuje na wyraźną jakościową zmianę przebiegu zależności prawdopodobieństwa wystąpienia tąpnięcia dla wstrząsów o energii wyższej niż 10^7 J. Ta zmiana sygnalizuje zjawisko bimodalności wstrząsów sejsmicznych. Polega ono na współwystępowaniu dwóch podzbiorów wstrząsów sejsmicznych o różnych wartościach energii, które posiadają odmienny rozkład ilościowy, gdyż wstrząsy sejsmiczne o energii większej niż 10^7 J są słabo związane lub nie związane z prowadzoną aktualnie eksploatacją.

Z powyższych spostrzeżeń wypływa praktyczny wniosek, że przy prognozowaniu zagrożenia wystąpieniem wstrząsu sejsmicznego, wynikającego z eksploatacji, można ograniczyć obszar zainteresowań do energii nie przekraczających $1 \cdot 10^7$ J. Dla tych energii wartość ryzyka można określić funkcją:

— dla ryzyka wypadku śmiertelnego:

$$R_s = e^{-19,13+2,539\cdot\log(E)} \tag{1}$$

— dla ryzyka wypadku innego:

$$R_i = e^{-16,46+2,297\cdot\log(E)} \tag{2}$$

gdzie:

R_s — ryzyko wypadku śmiertelnego,

R_i — ryzyko wypadku innego,

E — energia sejsmiczna wstrząsu.

Współczynnik korelacji wynosi odpowiednio 0,9959 i 0,9927.

Na podstawie powyższych analiz można określić funkcję do szacowania wartości ryzyka utraty życia ludzkiego, związanego z prowadzeniem eksploatacji w warunkach zagrożenia tąpaniami. W tym celu konieczne jest poczynienie następujących założeń:

1. Wszystkie wstrząsy o energii rzędu 107 J miały miejsce w takiej odległości od rejonu prowadzenia eksploatacji, że mogły spowodować tąpnięcie. Tym samym maksymalne możliwe prawdopodobieństwo wystąpienia tąpnięcia odpowiada prawdopodobieństwu związanemu ze wstrząsami o energii $1 \cdot 10^7$ J, czyli $P_{max} = 0,125$, a maksymalne występujące ryzyko utraty życia wynosi według powyższej tablicy $R_{smax} = 0,1958$.

2. Zagrożenie wystąpieniem tąpnięcia jest wprost proporcjonalne do wskaźnika wytężenia dynamicznego, rozumianego jako stosunek sumy składowej pionowej naprężenia statycznego oraz ciśnienia dynamicznego, do parametru C:

$$W_{wd} = \frac{P_z + P_d}{C} \tag{3}$$

gdzie:

p_z — składowa pionowa naprężenia w pokładzie [MPa],

C — najniższa wartość największego naprężenia głównego w trójosiowym stanie naprężenia, przy których występuje zjawisko tąpania materiału węglowego według Szuścika,

p_d — ciśnienie dynamiczne związane z energią sejsmiczną wstrząsu docierającą do określonego punktu w górotworze (w MPa), określone wzorem

$$P_d = \sqrt{2 \cdot R_c \cdot A_d} \tag{4}$$

R_c — wytrzymałość węgla na jednoosiowe ściskanie [MPa],

A_d — gęstość energii zewnętrznej, wynikającej z obciążeń dynamicznych — wstrząsu sejsmicznego [MJ/m^3].

3. Parametr A_d można zidentyfikować z gęstością strumienia energii sejsmicznej ε_n jeśli założyć, że całość strumienia energii będzie pochłaniania w ostatnim 1 m^3 węgla pokładu. Tak określona wartość ciśnienia dynamicznego ma mały wpływ na wynik wyrażenia: dla gęstości energii 1592 J/m^3 (która odpowiada sytuacji, gdy wstrząs o energii $E_n^o = 5 \cdot 10^3$ J zaistnieje w bezpośrednim otoczeniu wyrobiska) wartość ciśnienia dynamicznego wynosi 0,25 MPa przy wytrzymałości węgla R_c = 20 MPa.

W celu zrównoważenia wpływu ciśnienia statycznego i dynamicznego, proponuje się empiryczny współczynnik korekcyjny w_k = 100. Ostatecznie, równanie funkcji ryzyka utraty życia wskutek tąpnięcia, z uwzględnieniem równań (3) i (4) oraz powyższych uwag, ma postać:

$$R_s = e^{17,77 \cdot \frac{p_z + 100\sqrt{2 \cdot R_c \cdot \varepsilon_n}}{C} - 19,13} \tag{5}$$

gdzie:

ε_n — gęstość energii sejsmicznej [MJ/m^3] określona równaniem

$$\varepsilon = \frac{E}{\pi \cdot r^{2n} \cdot e^{2\lambda r}} \tag{6}$$

w którym parametr n w wykładniku promienia sejsmicznego (Makówka 1999)

$$n = -0,667 + 0,1894 \cdot \log(E) \tag{7}$$

Oznacza to, że ostateczna postać funkcji będzie następująca:

$$R_s = e^{17,77 \cdot \frac{p_z + 100\sqrt{2 \cdot R_c \cdot \frac{E}{\pi \cdot r^{2(-0,667+0,1894 \cdot \log(E))} \cdot e^{2\lambda r}}}}{C} - 19,13} \tag{8}$$

Wartość obliczonego ryzyka należy skonfrontować z wartościami kryterialnymi. Literatura światowa określa kryterialne wartości ryzyka:

10^{-6} — ryzyko akceptowalne dla ogółu społeczeństwa (dla wszystkich grup zawodowych),
10^{-5} — ryzyko akceptowalne dla nowych zakładów przemysłowych,
10^{-4} — maksymalny poziom ryzyka, które jest akceptowane,
10^{-3} — poziom ogólnie tolerowanego ryzyka zawodowego.

Wyższy poziom ryzyka występuje tylko w takich grupach zawodowych, jak rybołówstwo morskie, pilotowanie helikopterów, prace rozbiórkowe. W polskich warunkach do tej ostatniej grupy można dołączyć zawód górnika, powszechnie uznawany za niebezpieczny i ten podwyższony poziom ryzyka zawodowego został na trwałe w obiegowej opinii (także wśród górników) przyjęty.

5. Podsumowanie

Górnictwo uchodziło i nadal uchodzi za profesję o wysokim poziomie ryzyka zawodowego. Jak wynika z danych statystycznych ryzyko wypadku śmiertelnego pracownika górnictwa, który pracuje w warunkach realnego zagrożenia jest na poziomie ryzyka śmierci z przyczyn zewnętrznych ogółu mężczyzn w wieku produkcyjnym. Jeśli nawet zachować świadomość podlegania górników ryzyku śmierci z przyczyn innych niż wynikających z ich profesji, to nadal można uznać za pozostałość dawnych czasów czy efekt odmienności środowiska pracy złą sławę tego zawodu jako niebezpiecznego.

Jednocześnie ryzyko związane z tym odmiennym środowiskiem pozostaje na tyle istotne, że należy je uznać za czynnik trudny jeśli nie niemożliwy do wyeliminowania w górnictwie przyszłości. Ryzyko z tego wynikające należy więc umieć ocenić, czego dobre podstawy już istnieją.

Literatura

Mały Rocznik Statystyczny Polski 2001, GUS, Warszawa, czerwiec 2001.

Rocznik Statystyczny Rzeczpospolitej Polskiej 1999, GUS, Warszawa, grudzień 2001.

Martyka J., 2001: *Zagrożenia techniczne* w: *Raport roczny (2000) o stanie zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego*. Pr. zb. pod red. W. Konopko, Wyd. GIG, Katowice.

Niczyporuk Z., 1996: *Kształtowanie bezpieczeństwa na przykładzie eksploatacji zmechanizowanych kompleksów ścianowych w kopalniach węgla kamiennego*. Prace Naukowe GIG nr 817, Katowice.

Strategia poprawy bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla kamiennego. Pr. zb. pod red. W. Konopko, Wyd. GIG, Katowice, 2001.

Konopko W., Makówka J., 2000: *Prawdopodobieństwo wystąpienia wypadku i ryzyko tąpnięcia*, Przegląd Górniczy 9.

Makówka J., 1999: *Zagrożenie tąpaniami jako kryterium zaniechania eksploatacji części pokładu węgla kamiennego*. Praca doktorska, GIG, Katowice (niepubl.).

Miner as a higher risk profession

Abstract

In the paper a comparison of risk of fatality in mining and other professions has been presented. An anasisys of influence of natural, technical and human danger on general risk value has been done. There has been presented a methode of fatality risk prognosis as the result of exploitation in rock burst hazard conditions.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 895—910

Władysław MIRONOWICZ
Stanisław WASILEWSKI
Centrum Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa EMAG, Katowice

Monitorowanie i wizualizacja procesu technologicznego w celu podniesienia wydajności i poprawy bezpieczeństwa pracy

Słowa kluczowe

Bezpieczeństwo pracy – procesy technologiczne – mechanizacja eksploatacji złóż

Streszczenie

Restrukturyzacja techniczna polskich kopalń wymaga nowego sposobu zarządzania kopalnią oraz organizacją służb technicznego nadzoru m.in. w celu wydłużenia czasu efektywnej pracy maszyn i wydłużenie czasu międzyawaryjnego. Wprowadzenie do kopalń drogich maszyn z pełną diagnostyką ich stanu pracy oraz bieżącą kontrolą parametrów ruchu nie tylko przez operatorów, ale także na powierzchni przez służby dozoru pozwoli na lepsze wykorzystanie maszyn i urządzeń oraz ich planową politykę remontową. Eksploatacja w zrestrukturyzowanych kopalniach z kilkoma wysokowydajnymi rejonami wydobywczymi wymaga ograniczenia do minimum konieczności ich zatrzymywania ze względów bezpieczeństwa. Skuteczność kontroli stanu bezpieczeństwa oraz ostrzegania załóg o występujących zagrożeniach, a także ich ratowania w stanach katastrof wymaga integracji systemów monitorowania zagrożeń naturalnych z systemami alarmowo-rozgłoszeniowymi oraz lokalizacji załóg górniczych. Powstaje zatem konieczność stosowania nowoczesnych rozwiązań zarówno w zakresie eksploatacji jak i bezpieczeństwa oraz nadzoru dyspozytorskiego, a także wdrażania nowych systemów monitorowania i wizualizacji oraz kontroli i sterowania.

1. Wstęp

Zabezpieczenie energetyczne kraju wraz z zapewnieniem odpowiedniego poziomu eksportu oraz konkurencyjności polskiego węgla wymaga modernizacji polskiego górnictwa w ramach restrukturyzacji w celu wzrostu wydajności i efektywności wydobycia. Powszechnie wiadomo, że parametry osiągane przez przodujące kraje w tym zakresie zdecydowanie wykraczają poza dotychczas osiągane wyniki w polskim przemyśle wydobywczym. Konieczna poprawa efektywności wydobycia niezbędna w ramach restrukturyzacji technicznej polskich kopalń wymaga działań m.in. w kierunku:

— koncentracji wydobycia,

— wysokiej sprawności i dyspozycyjności maszyn,
— wydłużenia efektywnego czasu pracy maszyn i urządzeń,
— wydłużenia okresów międzyremontowych,
— minimalizacji zużycia energii i kosztów eksploatacji,
— minimalizacji przerw wydobycia ze względów bezpieczeństwa,
— poprawy bezpieczeństwa i ochrony załóg górniczych przed zagrożeniami.

Osiągnięcie tych wskaźników wymaga nowego podejścia do zagadnień nadzoru procesu technologicznego i stanu bezpieczeństwa w kopalniach. Konieczne jest również zaangażowanie nowych urządzeń i środków dla zarządzania majątkiem kopalń z uwzględnieniem gospodarki parkiem maszyn oraz minimalizacją kosztów (wydobycia, eksploatacji maszyn czy przewietrzania).

Stawiane urządzeniom oraz systemom kopalnianym coraz wyższe wymagania w zakresie efektywności oraz niezawodności wymuszają na producentach maszyn górniczych wyszukanych metod autodiagnostyki oraz wizualizacji i monitorowania stanu oraz parametrów pracy. Spełnienie tych wymagań pociąga za sobą konieczność zwiększenia liczby danych dostarczanych na powierzchnię. Równocześnie systemy nadzoru oparte dotychczas na sygnałach dwustanowych (praca/postój) z centralną bazą danych oraz prowadzeniem ruchu kopalni przez dyspozytora stają się niewystarczające. Wykorzystując najnowsze osiągnięcia informatyczne opracowano system nowej generacji, pod nazwą SD 2000. Jest to rozproszony system hierarchicznego (wielopoziomowego) nadzoru procesu technologicznego oraz bezpieczeństwa w kopalni z wykorzystaniem kilku branżowych centrów zbierania danych szczegółowych o przebiegu kontrolowanych procesów oraz ich wizualizacji i monitorowania. Dyspozytor główny otrzymuje jedynie syntetyczne dane niezbędne do nadzoru ruchu kopalni.

2. Nowe podejście do monitorowania i wizualizacji procesów

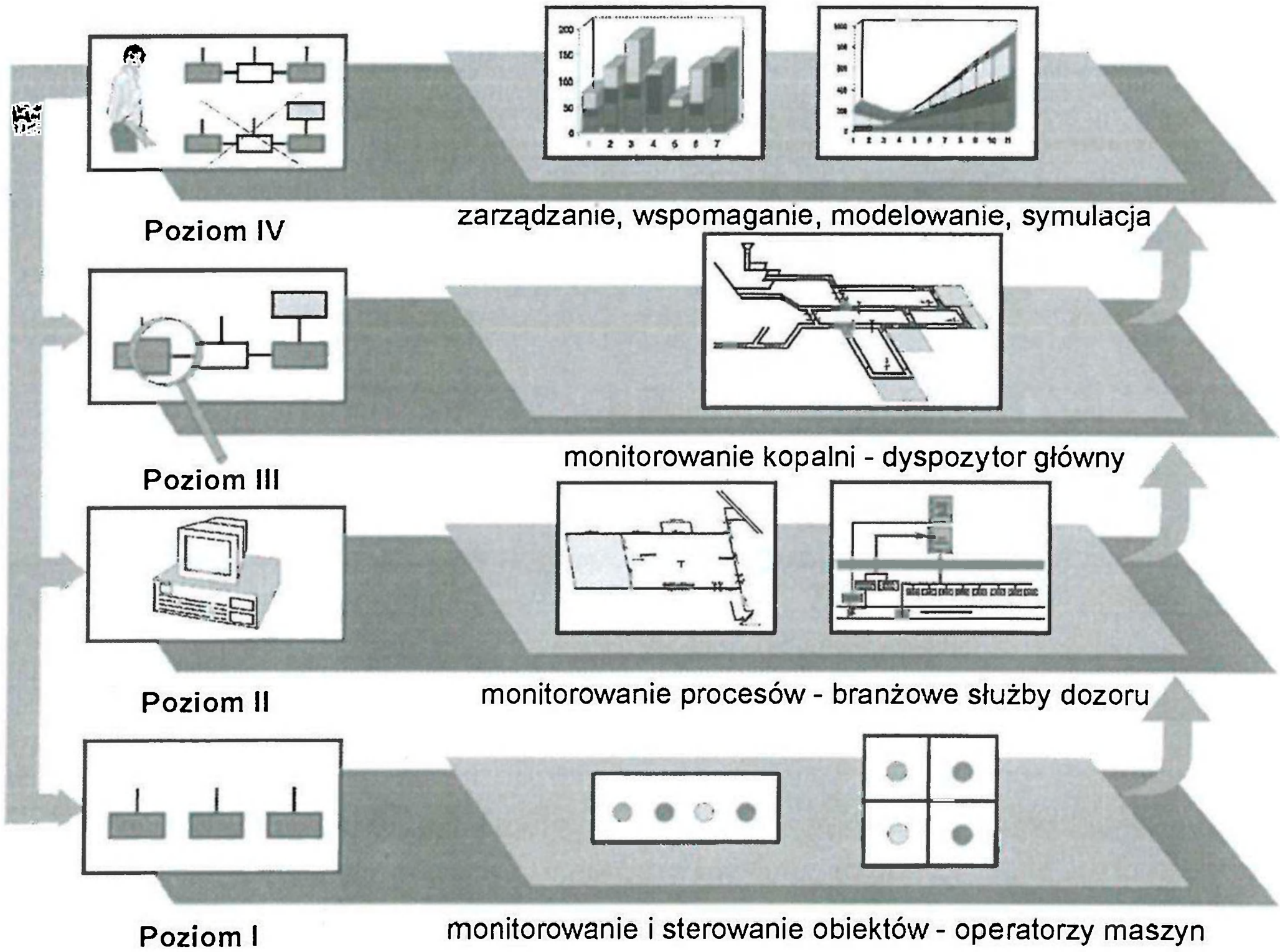
Prace nad systemem dyspozytorskim nowej generacji zapoczątkowano w Centrum EMAG w połowie lat 90. Wykorzystując rozwój technologii informatycznych podjęto prace umożliwiające zastosowanie projekcyjnej tablicy synoptycznej o dużej rozdzielczości do wizualizacji i nadzoru przebiegu procesu oraz stanu bezpieczeństwa w kopalni. W systemie wykorzystano jednolity schemat przestrzenny i mapy pokładowe dla odwzorowania struktury kopalni. Taka tablica łączy w sobie zalety statycznej tablicy synoptycznej, dając pogląd na stan całej kopalni z zachowaniem struktury i układu wyrobisk z możliwościami animacji obrazów i schematów jakie dają dynamiczne tablice synoptyczne. Pierwsze wdrożenie takiego systemu nastąpiło w KWK „Wesoła" w 1998 roku (Mironowicz 2000).

W nowym rozwiązaniu komputerowego systemu dyspozytorskiego (Mironowicz 2000) o nazwie SD2000 opracowanym w ramach projektu celowego finansowanego przez KBN oraz KWK „Bogdanka" proponuje się odmienną od dotychczasowej koncepcję zarządzania kopalnią odstępując od systemu centralnego na rzecz rozproszonej struktury branżowych podsystemów dedykowanych dla poszczególnych służb kopalnianych. Zmiana filozofii monitorowania i nadzoru pracy zakładu górniczego w nowym systemie dyspozytorskim, wykorzystując nowoczesne technologie, oferuje dalsze zaawansowane możliwości. System zapewnia w czasie rzeczywistym specjalistyczną kontrolę parametrów obciążenia maszyn przez bezpośrednio zainteresowane specjalistyczne służby w kopalni, a zatem zmieniają się odbiorcy szczegółowych

informacji na specjalistyczne służby kopalniane i dozór kopalni. Dyspozytor główny otrzymuje jedynie informacje zintegrowane i niezbędne do nadzoru procesów technologicznych i parametrów bezpieczeństwa kopalni.

System ma strukturę zdecentralizowaną, hierarchiczną (rys. 1) w zakresie monitorowania sposobów prezentacji oraz wizualizacji stanu i parametrów procesu a także dostępu, uprawnień i odległości odbiorcy danych od monitorowanego obiektu czy procesu (Mironowicz 2000).

Operatorzy i służby obsługi maszyn kontrolują na bieżąco stan pracy urządzeń i kompleksów na panelach graficznych LCD bezpośrednio w wyrobiskach kopalni (poziom I). W branżowych działach kopalni (energomaszynowy, łączność, metanometria, wentylacja) połączone w sieć podsystemy (poziom II) zbierają szczegółowe dane o stanie kontrolowanych procesów oraz parametrach urządzeń i systemów podległych danemu działowi. W ten sposób specjaliści tych działów stają się aktywnymi użytkownikami systemu nadzoru, a nie tylko odbiorcami przetworzonej informacji. Napływające na bieżąco dane animują obiekty umieszczone na schematach kopalni, pozwalając na analizę stanu nadzorowanego procesu oraz śledzenie parametrów pracy maszyn i urządzeń w celach diagnostyki i gospodarki maszynami. Na stanowisku dyspozytora głównego (poziom III) następuje konieczna synteza informacji z wszystkich podsystemów w celu globalnej oceny stanu kopalni. Dyspozytor wykorzystując zintegrowane dane oraz projekcyjną tablicę synoptyczną prowadzi nadzór parametrów technologicznych i stanu bezpieczeństwa w kopalni. System SD2000 działający na platformie Windows NT wyróżnia się inteligentnym, graficznym interfejsem użytkownika, który podnosi wydajność i ułatwia dostęp



Rys. 1. Hierarchiczna struktura monitorowania i sterowania procesów technologicznych

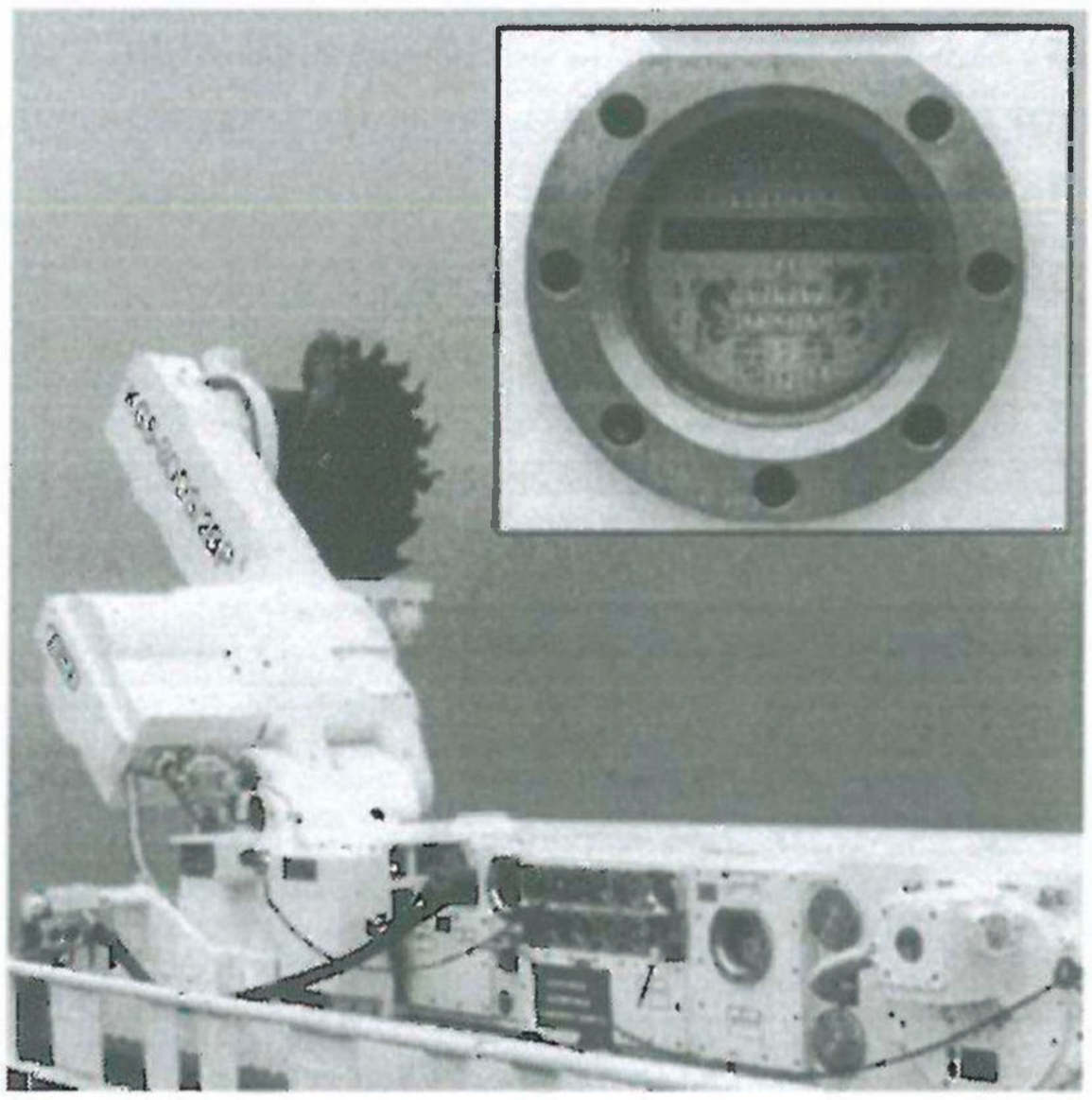
Fig. 1. Hierarchic structure of process monitoring and control

do informacji służbom dyspozytorskim. Dzięki sieci intra i Internetowej system umożliwia zdalne diagnozowanie stanu maszyn i urządzeń oraz serwisowanie i uaktualnianie oprogramowania komponentów systemu także spoza terenu kopalni (poziom IV).

3. Monitorowanie procesów technologicznych

3.1. Monitorowanie kompleksów ścianowych

Zwiększenie efektywności i wydajności kompleksów ścianowych wymaga lepszego dopasowania parametrów maszyn i ich obciążeń do wymagań urabianego węgla, a także poprawy niezawodności oraz wydłużenia efektywnego czasu pracy maszyn. Badania prowadzone w tym zakresie pokazują, że możliwości stosowanych obecnie jednostek napędowych maszyn nie są dziś w pełni wykorzystane. Dotyczy to zarówno kombajnów ścianowych jak i podstawowych układów odstawy. Lepszemu wykorzystaniu maszyn służą m.in. układy automatyki, kontroli i sterowania. System przeznaczony jest do sterowania i bieżącej diagnostyki kombajnów ścianowych dużej mocy z układami napędowymi i rozbudowanymi układami hydraulicznego sterowania, oparty na idei systemu MAKS (Pańków 1999).



System automatyzacji kombajnów ścianowych MAKS-i

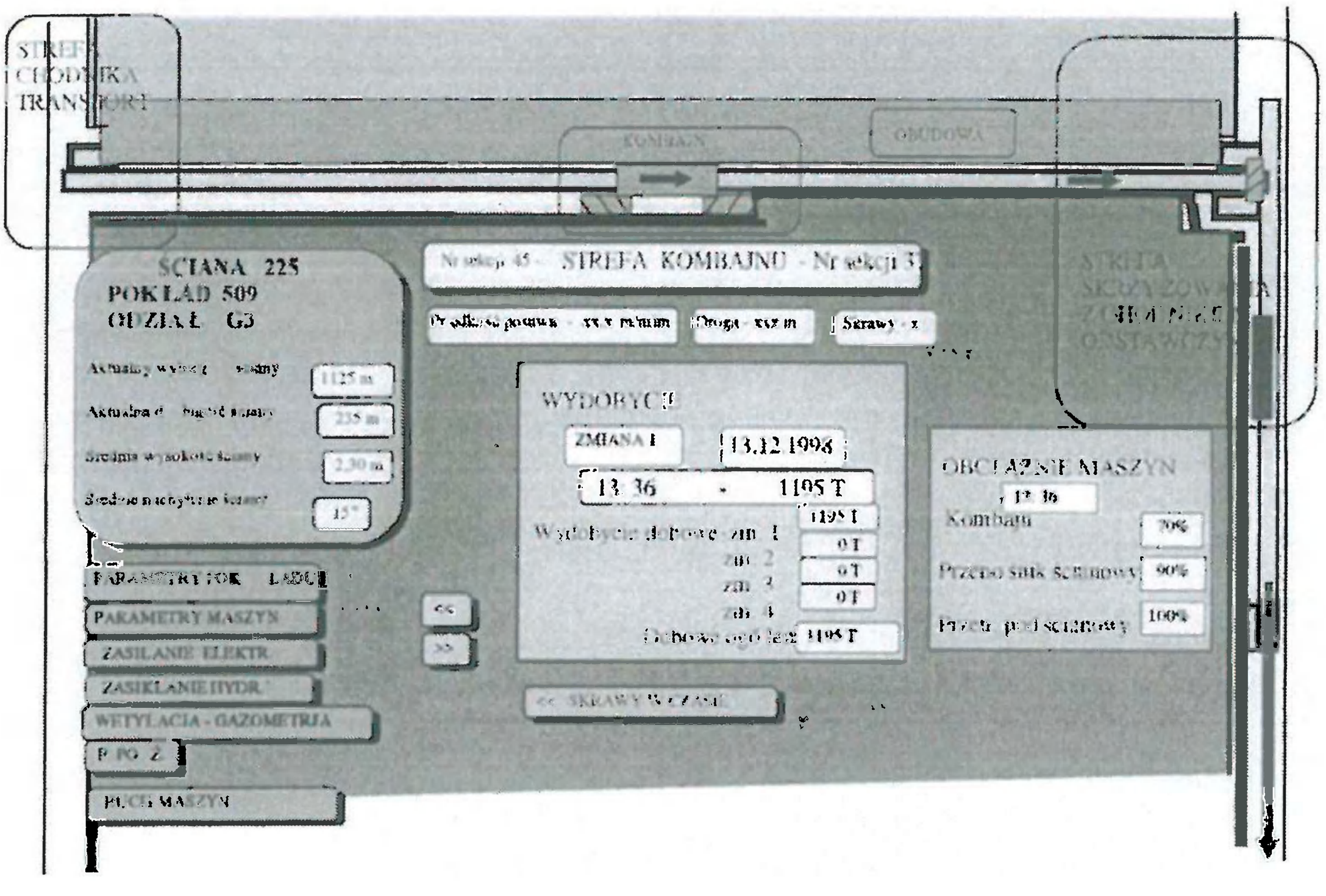
Monitorowanie parametrów technicznych dla operatora kombajnu bezpośrednio w ścianie na wyświetlaczach LCD ma na celu diagnostykę oraz lepsze dopasowanie parametrów maszyn i ich obciążeń do wymagań urabianego węgla. Systemy te współpracują z wieloma czujnikami analogowymi, m.in. prądów w silnikach elektrycznych, temperatury uzwojeń i mechanizmów, ciśnień w układach hydraulicznych i w obiegu wody oraz prędkości posuwu i położenia kombajnu w ścianie itp.

Kombajny zasilane są z wieloodpływowych wyłączników stycznikowych (stacji kompaktowych). Parametry dostępne w systemie MAKS oraz dodatkowo parametry elektryczne z każdego odpływu wyłącznika w stacjach kompaktowych są wyprowadzane do stacji lokalnej systemu monitorowania i wizualizacji kompleksu ścianowego znajdującej się w chodniku.

Chodnikowa stacja lokalna systemu monitorowania pełni trzy podstawowe funkcje:

— wizualizuje sygnały z kombajnu i wyłącznika stycznikowego,
— odbiera dodatkowe sygnały z czujników znajdujących się w obrębie ściany np. o wartości ciśnienia w magistrali zasilającej obudowę zmechanizowaną, stanie łączności głośno mówiącej itp.,
— przesyła informacje po przewodach telefonicznych na powierzchnię iskrobezpiecznym modemem transmisji danych.

Każda stacja lokalna kompleksu ścianowego, jedną parą przewodów telefonicznych, podłączona jest do stacji dołowej systemu ZIST skąd dane są transmitowane na powierzchnię do serwera technologicznego (rys. 3) i mogą być ujawniane w branżowej stacji dyspozytorskiej. Przykładową planszę, na której są wizualizowane parametry kompleksu ścianowego pokazano na rysunku 2.

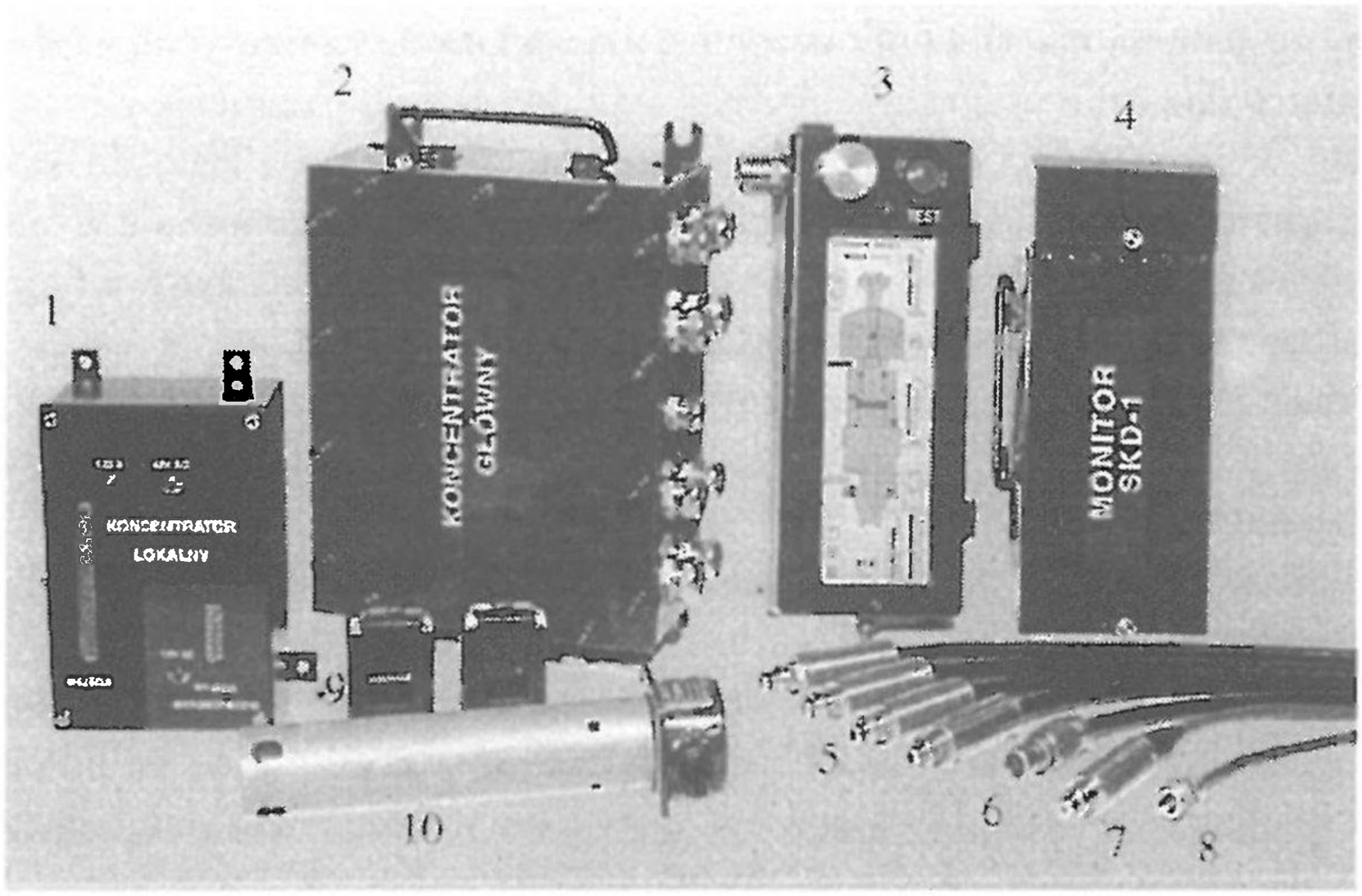


Rys. 2. Wizualizacja parametrów kompleksu ścianowego (Pańków 1999)

Fig. 2. Visualization of longwall complex parameters

3.2. Monitorowanie kombajnów chodnikowych

Monitorowanie kombajnów chodnikowych oparte jest na idei opracowanego w Centrum EMAG systemu lokalnego sterowania i diagnostyki typu SKD-1.



System diagnostyki kombajnu chodnikowego SKD-1

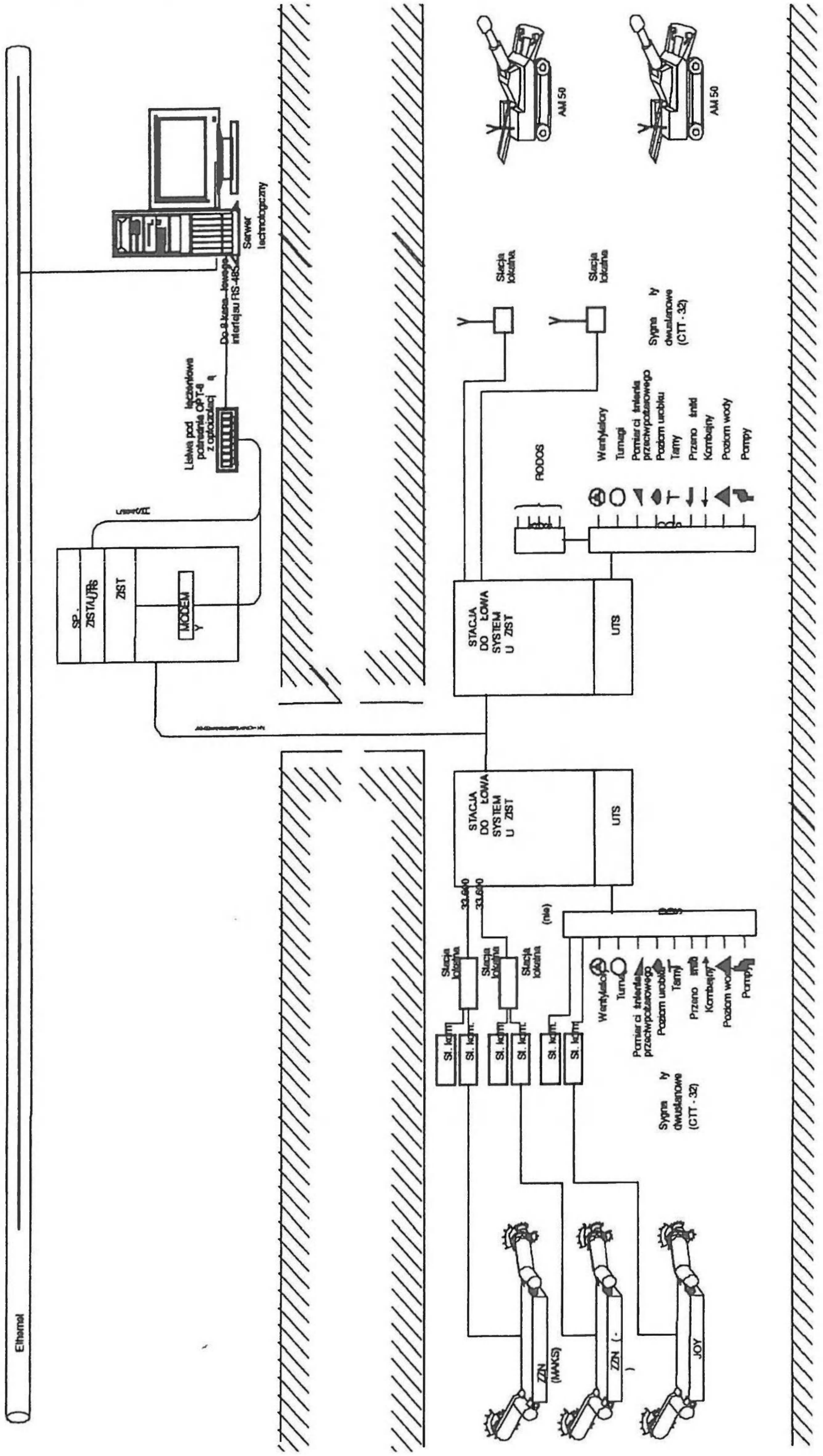
System SKD-1 umożliwia kontrolę i monitorowanie parametrów pracy kombajnu, a w szczególności temperatur silnika organu urabiającego, silnika hydrauliki, silników ładowarki, silników gąsienicy prawej, przepływu wody, poziomu wody odpylacza, stężenia metanu itp. Ponadto mierzone są prądy pobierane przez silniki elektryczne: głowicy urabiającej i agregatu. Wszystkie wskaźniki i parametry są dostępne dla operatora kombajnu na wyświetlaczu LCD. Dane pomiarowe charakteryzujące pracę kombajnów poprzez modem radiowy przekazywane są do zawieszonej na ociosie chodnika stacji lokalnej (koncentratora danych). Stacja lokalna zawiera odbiornik modemu radiowego oraz modem telefoniczny do przesyłania danych poprzez linię telefoniczną do stacji dołowej systemu ZIST. Pozostała część toru transmisji danych na powierzchnię jest identyczna jak w systemie monitorowania kombajnów ścianowych (rys. 3); dzięki temu poprzez serwer technologiczny są one dostępne na branżowym stanowisku dyspozytorskim.

3.3. Monitorowanie sygnałów dwustanowych

Sygnały dwustanowe służące kontroli stanu pracy odstawy oraz pozostałych urządzeń są przyłączane poprzez stacje dołowe SDD urządzenia UTS (rys. 3). Podobnie jak dla kompleksów ścianowych oraz kombajnów chodnikowych stan pracy urządzeń kontrolowanych za pomocą sygnałów dwustanowych jest udostępniany na powierzchni poprzez serwer technologiczny na branżowym stanowisku dyspozytorskim.

3.4. System podziemnej kontroli parametrów urobku

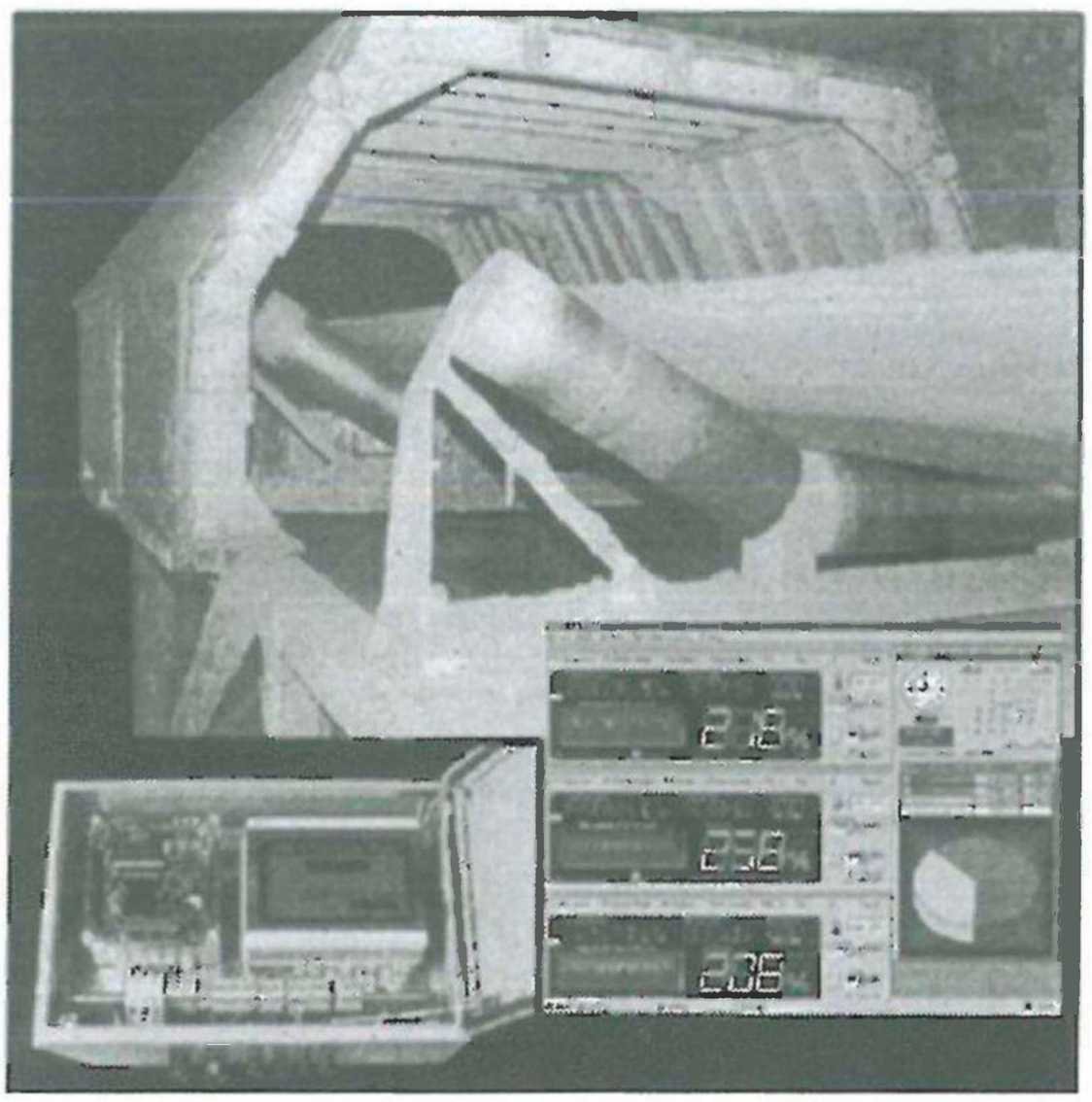
Przełom w organizacji i sterowaniu wydobyciem w nowoczesnej kopalni mogą spowodować zastosowane po raz pierwszy w polskim górnictwie, przez kopalnie „Bogdanka" oraz „Janina", urządzenia do kontroli jakości i masy węgla pod ziemią w wyrobiskach kopalni. System



Rys. 3. Monitorowanie procesów technologicznych w KWK BOGDANKA S.A.

Fig. 3. Monitoring of processing at BOGDANKA hazard coal mine

przeznaczony jest do ciągłej kontroli strugi urobku wychodzącej z poszczególnych rejonów eksploatacji. Składa się on z układu ciągłej kontroli zawartości popiołu za pomocą popiołomierza typu RODOS wykorzystującego naturalną promieniotwórczość węgla, tzn. bez źródeł izotopowych, co w przypadku zastosowań pod ziemią nie jest bez znaczenia z uwagi na ochronę radiologiczną oraz masy urobku za pomocą wagi taśmowej typu EWT-6 instalowanych w wyrobiskach kopalni bezpośrednio na przenośniku taśmowym. Istotą rozwiązania są iskrobezpieczne urządzenia, które mogą być instalowane w wyrobiskach kopalni w warunkach zagrożeń wybuchem metanu. Informacja o zawartości popiołu oraz wartości opałowej urobku transportowanego na taśmach z poszczególnych rejonów kopalni, a także masy tego urobku jest dostępna na bieżąco dla służb dozoru na powierzchni i może być wykorzystywana do sterowania pracą kompleksów wydobywczych, jak również rozliczania oddziałów z rzeczywistego wydobycia. W ten sposób powstają potencjalne możliwości sterowania wydobyciem z poszczególnych rejonów kopalni w celu uzyskania wymaganych parametrów węgla wydobywanego na powierzchnię.



Popiołomierz RODOS-U

Istnieje możliwość włączenia tego systemu do centralnego systemu dyspozytorskiego poprzez stacje analogowe SDA urządzenia UTS (rys. 3). W tej sytuacji dane o parametrach jakościowych urobku na taśmociągach byłyby dostępne na powierzchni poprzez serwer technologiczny na branżowym stanowisku dyspozytorskim.

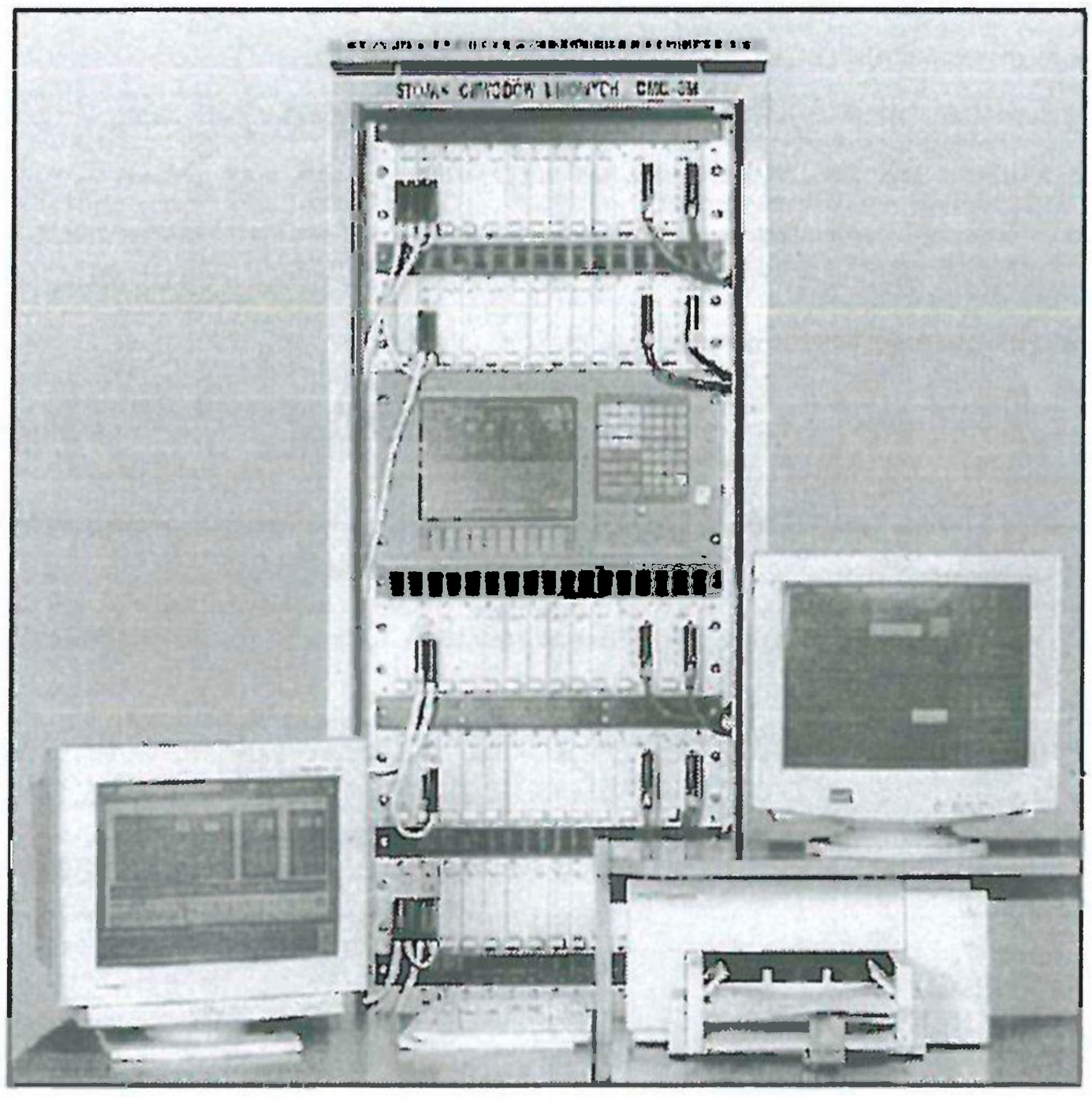
4. Monitorowanie i kontrola zagrożeń naturalnych

Bezpieczna eksploatacja w kopalniach z kilkoma wysokowydajnymi rejonami wymaga profilaktyki, która ograniczy do minimum konieczność wstrzymywania eksploatacji także ze względów bezpieczeństwa. W większości polskich kopalń węgla w zakresie monitorowania zagrożeń metanowo-pożarowych i kontroli wentylacji przyjmuje się zabezpieczenie w oparciu

o system typu SMP. Bezpośredni wpływ na podniesienie bezpieczeństwa załóg górniczych ma zastosowanie zintegrowanych systemów kontroli zagrożeń z systemami ostrzegania o powstałych niebezpieczeństwach oraz wspomagania ewakuacji i prowadzenia akcji ratunkowych.

4.1. Monitorowanie zagrożeń metanowo-pożarowych

Po katastrofie w kopalni „Halemba" w roku 1991 (w której w wyniku wybuchu metanu zginęło 19 górników) badania wykazały, że w rejonach o dużej dynamice wydzielania metanu konieczne są nowe rozwiązania systemów metanometrycznych zabezpieczeń. Wymagało to zastąpienia systemów starej generacji, o działaniu cyklicznym z 4-minutową repetycją (stosowanych powszechnie przez polskie kopalnie) nowymi rozwiązaniami o działaniu ciągłym i umożliwiającymi pomiar metanu w zakresie 0—100% CH4 oraz szybkie wyłączanie energii elektrycznej w zagrożonym rejonie. W oparciu o tę ideę opracowano i wdrożono do 32 kopalń głębinowych system monitorowania kontroli zagrożeń metanowo-pożarowych typu SMP (Wasilewski 1997).



System metanowo-pożarowy SMP

Ten nowoczesny dyspozytorski system jest rozwiązaniem wykorzystującym polskie doświadczenia w zakresie bezpieczeństwa i kontroli zagrożeń gazowych oraz pożarowych w kopalniach głębinowych. System realizuje ciągłe pomiary istotnych parametrów powietrza i posiada modułową strukturę umożliwiającą dostosowanie jego funkcjonalności do potrzeb i wielkości zabezpieczanej kopalni. Przyjęte rozwiązania należą do najnowocześniejszych w skali światowego górnictwa. Wszystkie urządzenia dołowe mają cechę iskrobezpieczeń-

stwa i mogą pracować w atmosferze wybuchowej, a centralne zasilanie urządzeń dołowych z powierzchni pozwala na bezprzerwową pracę systemu nawet w przypadku wyłączeń energii elektrycznej (również w czasie katastrof) lub awarii zasilania elektrycznego na dole kopalni.

Idea automatycznego systemu kontroli wentylacji oparta jest na ciągłej kontroli parametrów powietrza kopalnianego. W tym celu w sieci wentylacyjnej kopalni rozmieszcza się czujniki parametrów powietrza, które dostarczają bieżącej informacji o zmianie składu powietrza kopalnianego. W systemie stosuje się szereg czujników parametrów powietrza, w tym m.in.:

— metanomierze MM-2,
— analizator tlenku węgla ACO-4B,
— czujnik dymu ACD-1,
— tlenomierz stacjonarny TS-2,
— anemometr stacjonarny AS-2,
— czujnik temperatury powietrza CT-2.

Konfiguracja systemu zależy od specyfiki zagrożeń w kopalni, a rozmieszczenie czujników w wyrobiskach wynika bezpośrednio z przepisów górniczych oraz wymagań kopalni.

Mikroprocesorowe lokalne stacje dołowe typu CCD-1 spełniają rolę koncentratorów danych. Stacja dołowa pośredniczy w wymianie danych pomiędzy czujnikami dołowymi i stacją powierzchniową oraz zapewnia zdalne zasilanie czujników. Stacja dołowa CCD-1 zasilana jest centralnie z powierzchni. Stacja umożliwia ciągły pomiar parametrów atmosfery kopalnianej, kontrolę sygnałów dwustanowych, a także sterowanie urządzeniami. Stacja ma 8 wejść analogowych, 16 wejść dwustanowych i 4 wyjścia sterujące.

Powierzchniowa stacja centralna realizując zasilanie urządzeń dołowych i transmisję danych, składa się z bloku układów transmisji danych i zasilania oraz nadrzędnego systemu komputerowego. Komputer centralny systemu SMP stanowi stanowisko lokalne dyspozytorskie o stanie bezpieczeństwa kopalni.

Dyspozytorski system SMP z powodzeniem wdrażany w kopalniach węgla kamiennego gwarantuje, m.in.

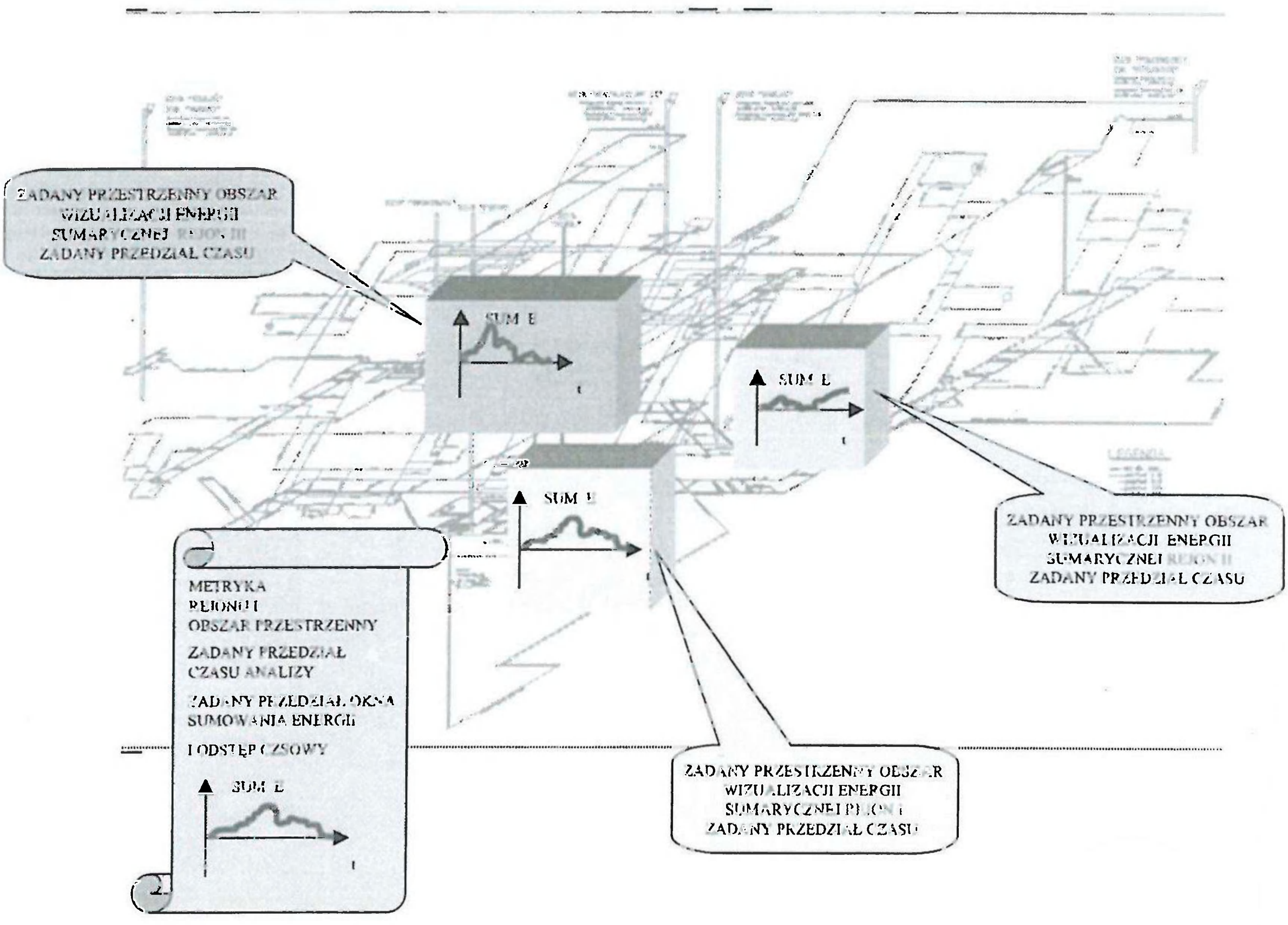
— ciągłe monitorowanie oraz kontrolę zagrożeń metanowych i pożarowych, a także innych parametrów wentylacyjnych,
— centralne zasilanie wszystkich dołowych elementów systemu z powierzchni,
— automatyczne wyłączanie energii elektrycznej w wyrobiskach kopalni w stanach alarmowych i awaryjnych,
— wczesne wykrywanie pożarów,
— wspomaganie dyspozytora podczas operacji ratowania po ogłoszeniu alarmu oraz służb wentylacyjnych w czasie zwalczania pożarów i działań profilaktycznych,
— monitorowanie i sterowanie parametrów wentylatorów głównych i zużycia energii.

4.2. Systemy kontroli zagrożeń sejsmicznych

Skuteczność zwalczania zagrożeń naturalnych wymaga rozwoju nowych metod oceny zagrożeń, profilaktyki oraz predykcji występowania doraźnych zdarzeń. Nowe metody kontroli zagrożeń tąpaniami wymagają dziś wprowadzenia metod opartych na rejestracji zjawisk dynamicznych oraz statycznych zachodzących głęboko w stropie, rejestrowanych w otworach dłu-

gośrednicowych, a także analizy deformacji otworów w układzie przestrzennym, i analizy sygnałów o dużej dynamice oraz szerokim paśmie częstotliwości.

Od szeregu lat Centrum EMAG opracowuje i rozwija systemy do rejestracji trzasków i wstrząsów z wykorzystaniem geofonów w systemach sejsmoakustyki (SAK, ARES) oraz sejsmometrów w systemach mikrosejsmologicznych (SYLOK, ARAMIS). Większość polskich kopalń węgla oraz rud miedzi stosuje któreś z tych rozwiązań. Rozwój w tym zakresie dotyczy technologii, w tym głównie parametrów sond, systemu transmisji oraz metod i algorytmów przetwarzania. Najnowsze rozwiązania to cyfrowy system sejsmoakustyczny typu ARES-4D oraz cyfrowy system mikrosejsmologiczny ARAMIS-M z sondami trójskładowymi i wykorzystujące cyfrową transmisję danych typu DTSS. Poprawa skuteczności systemów sejsmicznych w zakresie kontroli wstrząsów i lokalizacji ognisk będzie możliwa również po połączeniu już w fazie interpretacji oraz przetwarzania sygnałów systemów sejsmoakustyki z systemami sejsmologicznymi, a także przy prezentacji rejestrowanych zdarzeń na jednolitym schemacie przestrzennym (rys. 4).



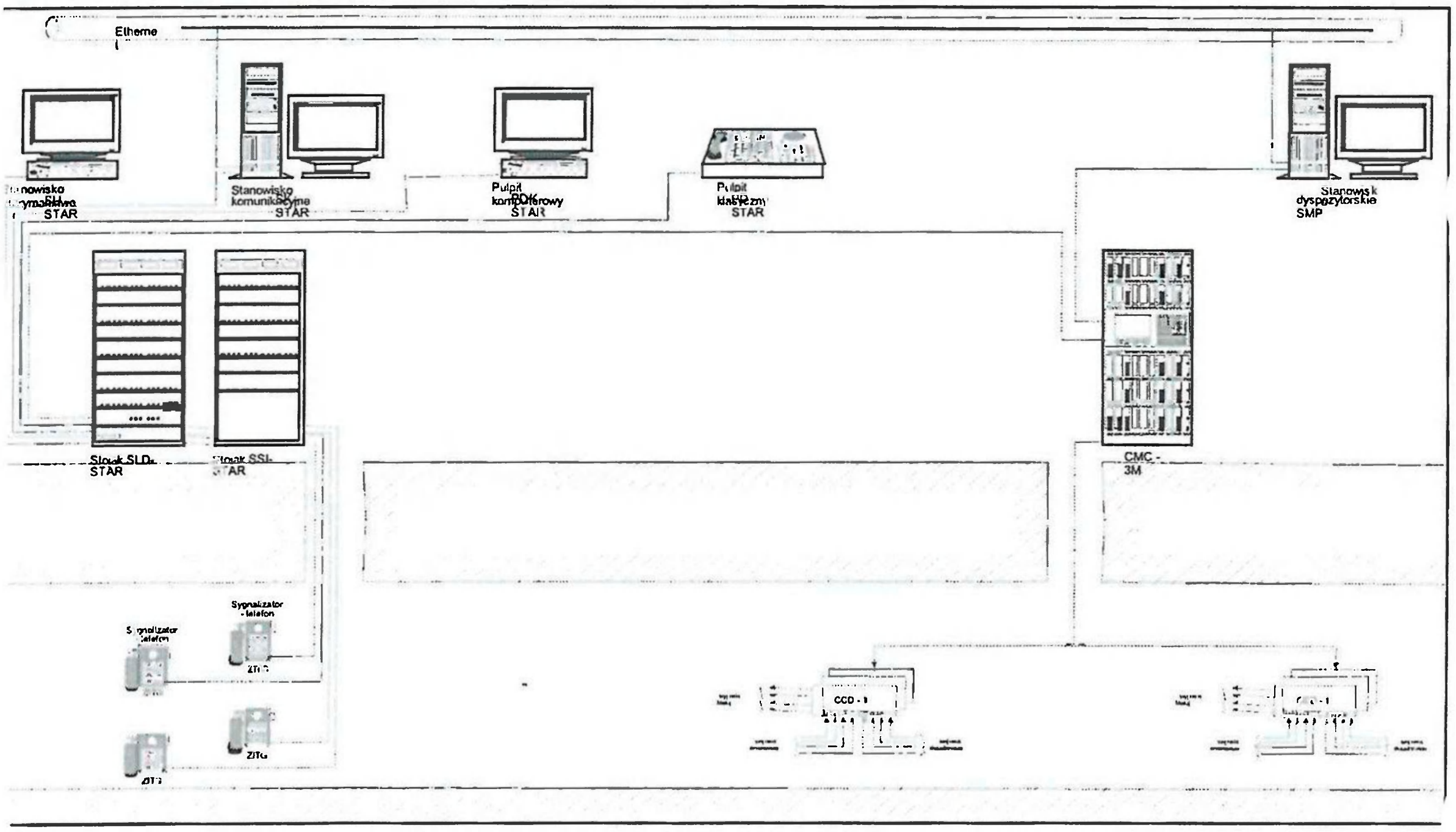
Rys. 4. Wizualizacja rozkładów energii wstrząsów na schemacie przestrzennym kopalni (Isakow 1999)

Fig. 4. Visualization of tremors energy distribution on the mine spatial diagram

4.3. Integracja systemów bezpieczeństwa

Bezpieczeństwo pracy górników pod ziemią to także systemy ostrzegania ich w przypadku powstających zagrożeń, np. w wyniku pożaru czy przemieszczających się domieszek gazowych także po wstrząsie. Takie systemy wymagają upowszechnienia systemów lokalizacji górników jak i powiązanie z nim systemów kontroli zagrożeń gazowych oraz systemu łączności głośno-mówiącej i alarmowo-rozgłoszeniowego, który w przypadku wystąpienia stanu zagrożeń będzie wspomagał dyspozytora w wyprowadzeniu załogi z zagrożonych rejonów kopalni. System taki we współczesnych warunkach musi bazować na schemacie przestrzennym kopalni oraz wykorzystywać dane zbierane na bieżąco z systemu kontroli zagrożeń metanowo-pożarowych.

Poprawa skuteczności systemu ratowania zagrożonej załogi jest możliwa przez szybką reakcję na powstałe zagrożenie i błyskawiczne przekazanie komunikatów słownych oraz sygnałów ewakuacyjnych. Funkcje takie realizuje w pełni zintegrowany system typu STARSMPZ (rys. 5) wdrożony w kopalni „Bogdanka" (Mironowicz 2000). System ułatwia przegląd danych o stanie bezpieczeństwa i dostępu do danych bieżących w stanach krytycznych, np. w czasie akcji ratowania załogi. Istotne wzbogacenie systemu SMP i zintegrowanego z nim systemu łączności alarmowo-rozgłoszeniowej, dyspozytorskiej i telefonicznej STAR uzyskano dzięki możliwości współdziałania z wielkoekranowymi tablicami synoptycznymi (ścianami graficznymi). W ten sposób służby kopalniane mają szerszy i łatwiejszy dostęp do danych na schemacie wyrobisk oraz możliwość szybkiej oceny bezpieczeństwa całej kopalni, jak również w poszczególnych rejonach. System pozwala na szybkie przeglądanie na schemacie przestrzennym kopalni stref



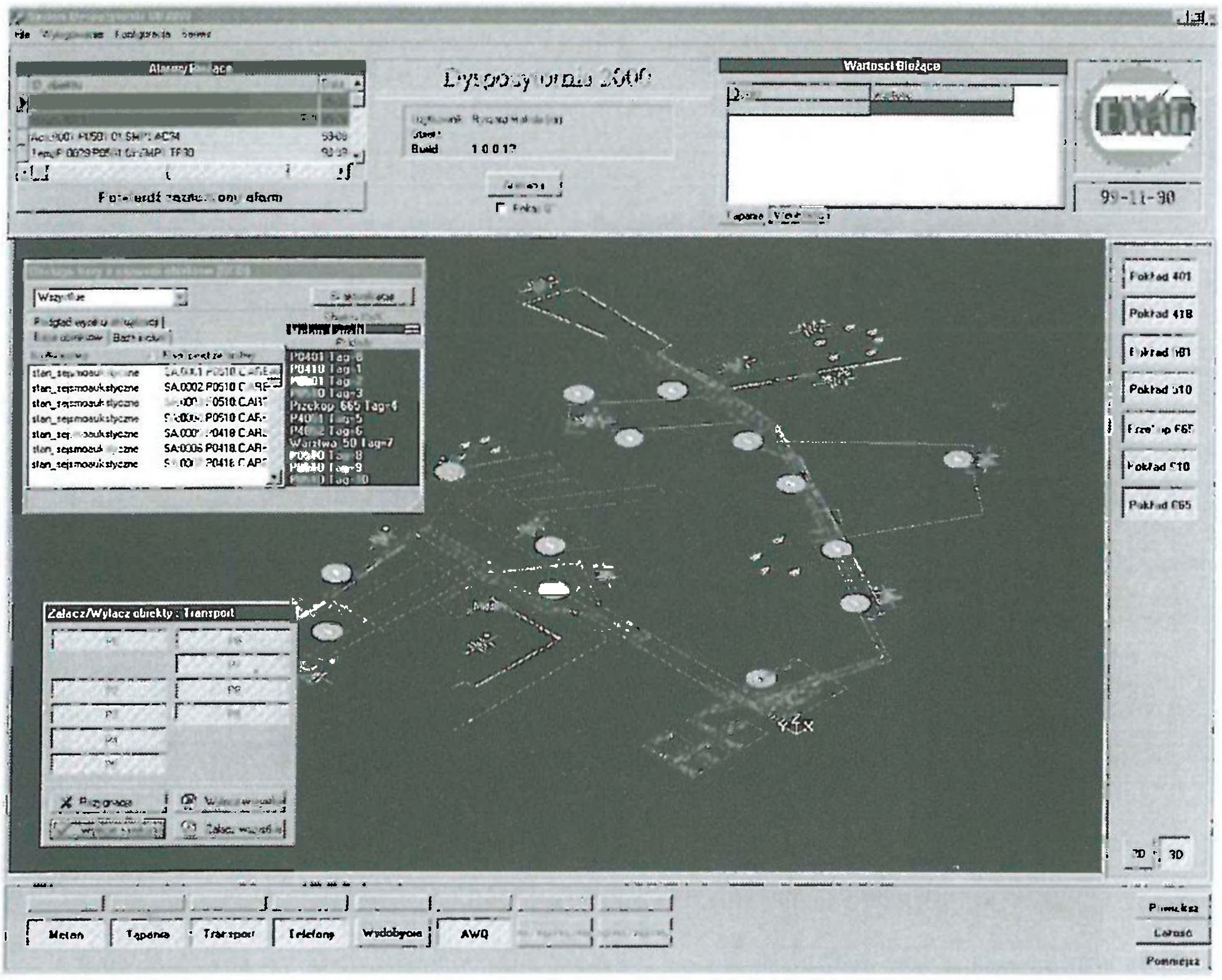
Rys. 5. Zintegrowany system bezpieczeństwa i łączności w KWK Bogdanka S.A.

Fig. 5. Integrated safety and communication system at Bogdanka hard coal mine

zagrożenia, posterunków, dróg ucieczkowych, sygnalizatorów alarmowych i innych urządzeń, których praca wpływa na bezpieczeństwo załóg górniczych. Wykrycie stanu zagrożenia wymagającego ogłoszenie akcji ratowania umożliwia dyspozytorowi nie tylko wyłączenie energii elektrycznej, ale także uruchomienie dołowych sygnalizatorów i transparentów. Istniejące w systemie STAR sygnalizatory alarmowe ZITG przystosowano do współpracy z transparentami optycznymi. Transparenty te w trakcie nadawania komunikatów słownych i sygnałów ewakuacyjnych, informujących o zagrożeniu i drogach ucieczkowych, wskazują kierunki wycofywania załogi.

5. Część centralna systemu monitorowania i wizualizacji procesu

Dane z komputera stacji powierzchniowej systemu ZIST są przesyłane do serwera danych technologicznych. Komputer ten jest wyposażony w karty sieciowe, dysk twardy o dużej pojemności, monitor oraz drukarkę. Komputer pracuje pod kontrolą systemu Windows NT. Oprogramowanie aplikacyjne typu SCADA jest wykonane za pomocą oprogramowania narzędziowego iFIX firmy Intellution. Uruchomiony w komputerze stacji powierzchniowej program akwizycji danych tworzy lokalną bazę danych, które udostępnia różnym zewnętrznym użytkownikom poprzez karty sieciowe. Serwer lokalnej bazy danych pomiarowych charakteryzujących proces technologiczny (urabianie i odstawa urobku) w tym kompleksów ścianowych



Widok prezentacji stanu procesu na ścianie graficznej

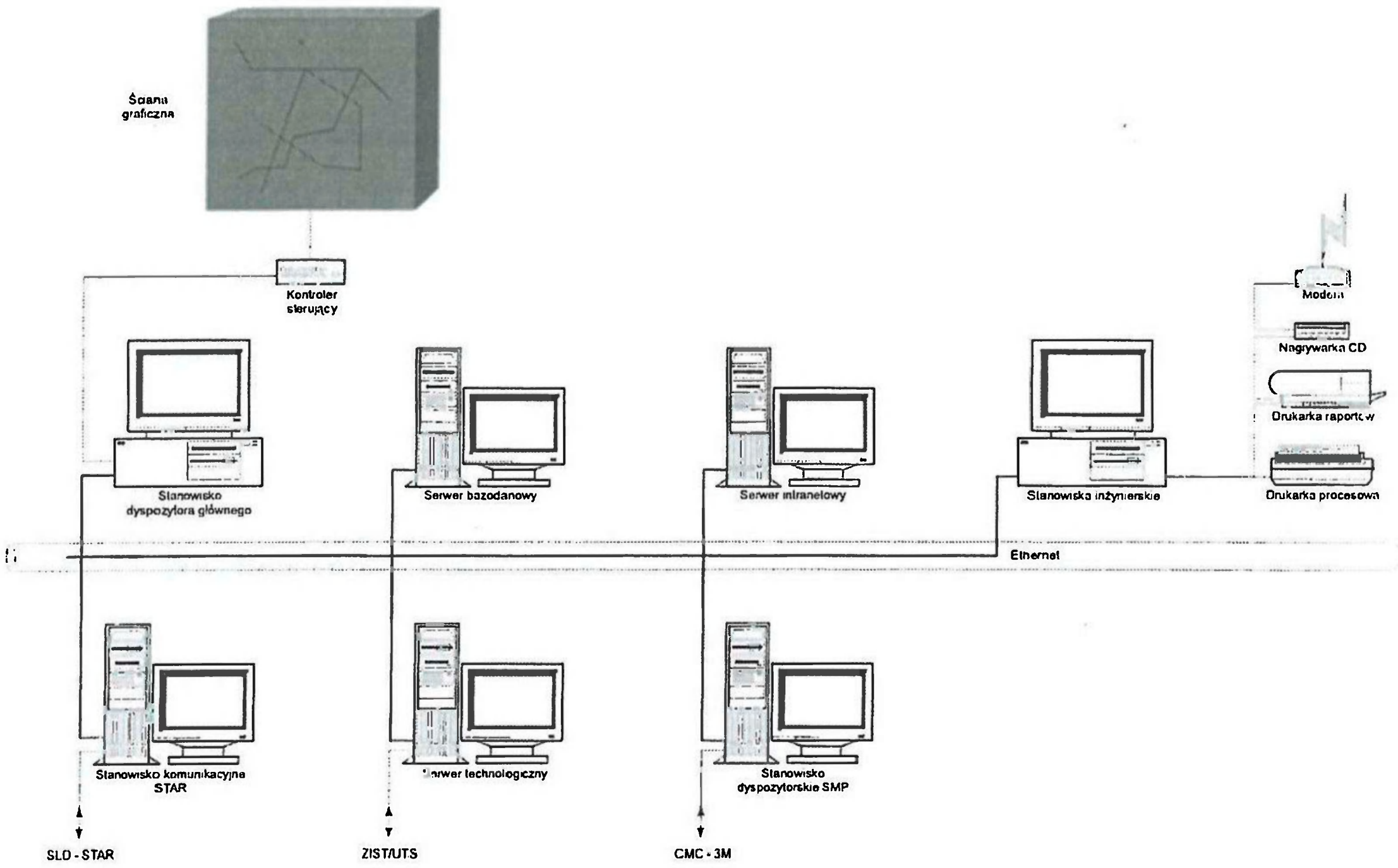
i kombajnów chodnikowych, sygnałów dwustanowych znajduje się w centralnym pomieszczeniu obsługi komputerowej systemu SD 2000.

Dział Energomaszynowy wyposażony zostaje w lokalne stanowisko dyspozytorskie z pełnym dostępem do wszystkich danych systemu SD2000. Dział Energomaszynowy jest jednym z klientów serwera danych w zakresie wizualizacji i rejestracji danych technologicznych. Komputer ten, wyposażony w kartę sieciową, monitor kolorowy o dużej rozdzielczości oraz drukarkę, pracuje pod systemem Windows NT.

Oprogramowanie serwera technologicznego realizuje następujące funkcje:

— archiwizacji danych pomiarowych,
— wizualizacji danych bieżących,
— uproszczonej wizualizacji danych historycznych,
— raportowania i monitorowania.

Dane z serwera technologicznego oraz stacji STAR i SMP przekazywane są z wykorzystaniem technologii ADO i OPC do serwera bazodanowego systemu centralnego. System centralny (rys. 6) stanowi zespół serwerów, stacji roboczych i urządzeń wspomagających. Zastosowane rozwiązania techniczne w zakresie konfiguracji sprzętu oraz oprogramowania komputerów pozwoliły uzyskać wysoką funkcjonalność, wydajność przetworzeniową oraz niezawodność i bezpieczeństwo. Wielomonitorowe stanowisko dyspozytora głównego zastosowane zarówno w kopalni „Wesoła" (rys. 7) jak i „Bogdanka" jest wspomagane ścianą graficzną o rozmiarach 2 × 1,5 m z możliwością dalszej rozbudowy. Ściana graficzna bazuje na systemie tylnej projekcji, wspomaganej przez Digital Light Processing (DLP), technologii mikrolusterek



Rys. 6. Struktura części centralnej dyspozytorni w KWK Bogdanka S.A. (Mironowicz 2000)

Fig. 6. Structure of the central part dispatching system at Bogdanka hard coal mine



Rys. 7. Widok ściany graficznej w dyspozytorni KWK Wesoła (Mironowicz 2000)

Fig. 7. A view of graphic wall in dispatch office of Wesoła hard coal mine

opracowanej przez firmę Texas Instrument. Dzięki niezwykle wyrafinowanej technologii uzyskano zaskakująco wysokie parametry techniczne wizualizacji stanu procesu.

Jako element prezentacji stanu procesu w dyspozytorni w kopalni „Bogdanka" wykorzystano ścianę graficzną, a w przypadku kopalni „Murcki" zestaw wielomonitorowy. Należy jednak pamiętać, że nowoczesny system dyspozytorski spełnia nie tylko cel wizualizacji i bieżącego nadzoru nad procesem technologicznym, ale również zarządzania zasobami technicznymi kopalni. Stąd potrzeba udostępnienia użytkownikom narzędzi nie tylko do monitorowania bieżącego stanu pracy urządzeń, ale także gospodarki nimi oraz ich remontami. Takie wymagania spełniać może system wykorzystujący relacyjną bazę danych typu SQL utworzoną na centralnym serwerze systemu zintegrowanym z serwerem technologicznym.

6. Podsumowanie

Przedstawiony nowoczesny system nadzoru dyspozytorskiego wykorzystuje najnowsze możliwości technik informatycznych i wizualizacji. System o nazwie SD 2000 proponuje odmienną od dotychczasowej koncepcję zarządzania kopalnią w oparciu o rozproszoną strukturę branżowych podsystemów dedykowanych dla poszczególnych służb kopalnianych. Celem nadrzędnym tych systemów staje się zarządzanie pracą maszyn oraz organizacja służb technicznego nadzoru dla wydłużenia czasu ich efektywnej pracy. Skuteczność kontroli stanu bezpieczeństwa oraz ostrzegania załóg o występujących zagrożeniach, a także ich ratowania w stanach katastrof wymaga integracji systemów monitorowania zagrożeń naturalnych z systemami alarmowo-

-rozgłoszeniowymi oraz lokalizacji załóg górniczych. Prototypowy system (o cechach opisanych w referacie) z projekcyjną tablicą synoptyczną, wdrożony w kopalni „Bogdanka", wskazuje nowy kierunek rozwoju systemów dyspozytorskich nadzoru procesu technologicznego i stanu bezpieczeństwa w kopalni.

Literatura

Isakow Z., 1999: *Nowe formy wizualizacji w dyspozytorskich systemach oceny zagrożeń tąpaniami.* Materiały Konferencji Naukowo-Technicznej pt.: Systemy dyspozytorskie monitorowania procesów technologicznych i bezpieczeństwa w przemyśle wydobywczym. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa Nr 4-5/344.

Mironowicz W., Wasilewski S., Wojciechowski J., 2000: *Kierunki rozwoju systemów dyspozytorskich na przykładzie systemu SD2000.* Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa Nr 3/353.

Mironowicz W., Surma A., Wiedyska C., 2000: *Nowa dyspozytornia w kopalni WESOŁA.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie WUG. Nr 1/2000.

Mironowicz W. 2000: *Nowoczesny system monitorowania procesu technologicznego dla KWK „Bogdanka".* Materiały Konferencji XXV lat Lubelskiego Zagłębia Węglowego, Lublin.

Pańków A. 1999: *System kontroli i diagnostyki kombajnów ścianowych typu MAKS jako źródło informacji do systemów dyspozytorskich.* Materiały Konferencji Naukowo-Technicznej pt.: Systemy dyspozytorskie monitorowania procesów technologicznych i bezpieczeństwa w przemyśle wydobywczym. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa Nr 4—5/344.

Wasilewski S., 1997: *Zagrożenia naturalne w polskim górnictwie węglowym w świetle wypadków i katastrof w latach 1960—1994.* Część III Monitorowanie i kontrola zagrożeń. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie WUG. Nr 3(31)

Wojtas P., Mirek G., 1999: *Wizualizacja stanów i integracja procesów na przykładzie systemów dyspozytorskich STAR i SMP.* Materiały Konferencji Naukowo-Technicznej pt.: Systemy dyspozytorskie monitorowania procesów technologicznych i bezpieczeństwa w przemyśle wydobywczym. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa Nr 4—5/344.

Monitoring and visualization of coal production process to improve efficiency and safety in mines

Abstract

Technological restructuring of Polish mines calls for a new way of mine management, in particular of machinery operation and organization of engineering supervision service, in order to extend effective operation time and failure-free time.

Introducing to mines of expensive machines with full diagnostics of their operating conditions and current parameters available not only to operators but also to supervision service on the surface, allows to check the use of machines and equipment and to plan repair policy. Exploitation in the restructurized mines with a few high-duty mining areas requires to minimize the necessity of stopping exploitation due to safety reasons. The good results of safety conditions monitoring, warning the staff against dangers and of rescue operations during disasters, demand the integration of natural hazard monitoring systems, alarm-broadcasting communication systems and mine staff localization ones. Then the need arises to use new solutions within the range of exploitation as well safety dispatcher's supervision and to implement new methods of monitoring, visualization and process control.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 911—918

Józef PARCHAŃSKI
Politechnika Śląska, Gliwice

Ocena ryzyka wypadkowego metodą graficzną

Słowa kluczowe

Bezpieczeństwo pracy – system zarządzania bezpieczeństwem – statystyka wypadkowości

Streszczenie

W artykule przeprowadzono ocenę wypadkowości na podstawie wskaźników wypadkowości oraz przedstawiono nowe podejście oceny ryzyka wypadkowego metodą graficzną na podstawie wybranych wskaźników (częstości i ciężkości wypadków) używanych w ocenie wypadkowości. Na przykładzie kopalń węgla kamiennego dokonano szacowania ryzyka wypadkowego i określono trzy sposoby jego klasyfikacji.

1. Wstęp

Do obowiązków pracodawcy należy informowanie pracowników o występującym w zakładzie pracy ryzyku zawodowym [4]. Miarą stanu bezpieczeństwa pracy oraz ryzyka zawodowego są wskaźniki wypadkowości, obliczane w odniesieniu do wypadkowości śmiertelnej i ciężkiej oraz chorób zawodowych, jak również stanu zatrudnienia w warunkach zagrożenia i narażenia na czynniki szkodliwe. Ryzyko wypadkowe określa się również na podstawie wymienionych wskaźników jednakże przy dużej dynamice zmian składników, które umożliwiają obliczanie poszczególnych wskaźników (w ocenianej strukturze przedsiębiorstwa czy branży) oraz wybiórczej prezentacji i interpretacji wskaźników analiza taka o obliczenia ryzyka mogą prowadzić do oceny błędnej.

Zachodzące procesy transformacji gospodarki w Polsce, w tym i procesy restrukturyzacji kopalń cechują się dużą dynamiką zmian czynników, które wpływają zarówno na bezpieczeństwo pracy, jak i na parametry jego oceny [2, 6].

Z uwagi na zachodzące zmiany w niniejszym referacie dokonano analizy wskaźników wypadkowości i wychodząc z definicji ryzyka przeprowadzono ocenę ryzyka wypadkowego na podstawie dwóch wybranych wskaźników wypadków — częstości i ciężkości w ujęciu analitycznym i graficznym.

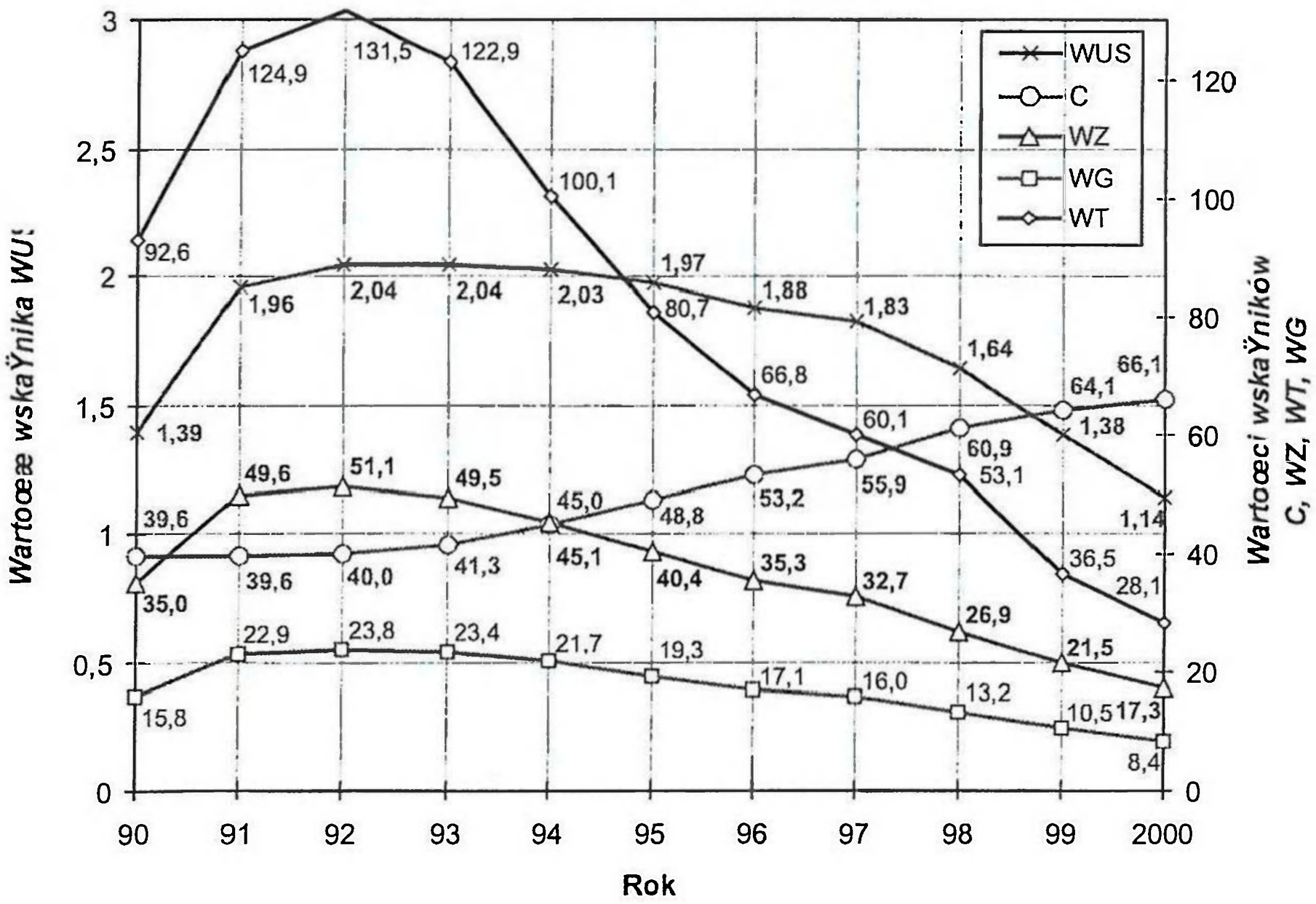
2. Wypadkowość a wskaźniki wypadkowości

W okresie restrukturyzacji polskich kopalń (od roku 1993) obserwuje się spadek wypadkowości bezwzględnej, w tym ciężkiej oraz śmiertelnej (2000 r. wzrost). Odzwierciedleniem tego stanu są wartości wskaźników wypadków (tab. 1, rys. 1).

Tabela 1. Wartości wskaźników wypadkowości w zakładach górniczych (KWK) [1, 2]

Table 1. Values of accidents rates in coal mines

Lp.	Rok	90	91	92	93	94	95	96	97	98	99	2000
1	Liczba wypadków — ogólna	13 296	17 509	17 205	15 964	13 217	11 014	9 164	8 014	6 094	4 056	2 714
2	— śmiertelnych	103	67	51	61	34	33	48	20	32	20	28
5	— ciężkich	342	202	141	106	90	65	46	29	39	36	17
6	Wskaźnik WZ	35,0	49,6	51,1	49,5	45,1	40,4	35,3	32,7	26,9	21,5	17,3
7	Wskaźnik WT	92,6	124,9	131,5	122,9	100,1	80,7	66,8	60,1	53,1	36,5	28,1
8	Wskaźnik WG	15,8	22,9	23,8	23,4	21,7	19,3	17,1	16,0	13,2	10,5	8,4
9	Wskaźnik C	39,6	39,6	40,0	41,3	45,1	48,8	53,2	55,9	60,9	64,1	66,1
10	Wskaźnik WUS	1,39	1,96	2,04	2,04	2,03	1,97	1,88	1,83	1,64	1,38	1,14
11	WR = WZ · C	1 386	1 964	2 044	2 044	2 034	1 972	1 878	1 828	1 638	1 378	1 144



Rys. 1. Wskaźniki wypadkowości w kopalniach węgla kamiennego za lata 1990—2000

Fig. 1. Accidents indexes in coal mines for years 1990—2000

We wskaźnikowej ocenie wypadkowości w odniesieniu do kopalń węgla kamiennego używa się wskaźników częstości i ciężkości wypadków oraz wskaźnika strat (sporadycznie):

1) wskaźnik częstości wypadków na 1000 zatrudnionych — $W_z = \frac{W}{Z} \cdot 10^3$,

2) wskaźnik częstości wypadków na 1 mln ton — $W_T = \frac{W}{T} \cdot 10^6$,

3) wskaźnik częstości wypadków na 100 000 rbdn — $W_G = \frac{W}{G} \cdot 10^5$,

4) wskaźnik częstości wypadków śmiertelnych — $W_{Tśm} = \frac{W_{śm}}{T} \cdot 10^6$,

5) wskaźnik ciężkości wypadków — $C = \frac{D_S}{W - W_{śm}} \cdot 10^3$,

6) wskaźnik strat — $W_{US} = W_z \cdot 10^{-3} \cdot C \approx \frac{D_S}{Z}$

gdzie:

W — liczba wypadków,
$W_{śm}$ — liczba wypadków śmiertelnych,
T — liczba ton węgla wzbogaconego (handlowego),
Z — liczba załogi kopalni,
D — liczba roboczodniówek przepracowanych przez całą załogę kopalni,
D_S — suma dni niezdolności do pracy wskutek wypadków.

Spośród wymienionych wskaźników wszystkie, z wyjątkiem wskaźnika częstości wypadków W_T i $W_{Tśm}$, mają zastosowanie w innych branżach.

Z danych zamieszczonych w tabeli 1 i na rysunku 1 wynika, że przyrosty bezwzględne poszczególnych wartości wskaźników różnią się zarówno w poszczególnych latach, jak i pomiędzy sobą. Od roku 1992 największy ujemny przyrost –78,6% odnosi się do wskaźnika częstości wypadków W_T, który zmalał z wartości 131,5 do 28,1. W tym samym czasie wskaźnik W_Z zmalał o 66,1%, a wskaźnik W_G o 64,7%. Natomiast wskaźnik W_{US} od 1992 do 2000 roku zmalał o 44,1% przy czym największe ujemne przyrosty wskaźnika następują po roku 1997. Odmiennie dla tego okresu kształtuje się wartość wskaźnika ciężkości wypadków, która systematycznie wzrasta z wartości 40,0 w roku 1992 do 66,1 w roku 2000 — przyrost 65,3%.

Na podstawie wskaźników częstości wypadków można twierdzić, że zagrożenie wypadkowe w KWK zmniejsza się. Natomiast rozpatrując poszczególne wskaźniki częstości wypadków oraz wskaźnik ciężkości wypadków, którego wartość ma trend rosnący, trudno jednoznacznie określić, jak kształtuje się poziom zagrożenia wypadkowego w kopalniach, **gdyż częstość wypadków zmniejsza się, a ciężkość ich rośnie**.

Aktualne metody oceny ryzyka wypadkowego (zawodowego) opierają się na wskaźnikach częstości W_Z. Nie daje to pełnego odzwierciedlenia definicji ryzyka, gdyż rozpatruje się tylko częstość (jako prawdopodobieństwo) zdarzeń, oddzielnie wypadków śmiertelnych, ciężkich i lekkich bez uwzględnienia ciężkości obrażeń, gdyż ciężkość zawarta jest w rodzaju oddzielnie rozpatrywanych wypadków.

Należy również zaznaczyć, że jeśli w odniesieniu do wskaźników częstości wypadków określa się poziomy ryzyka akceptowalnego, tolerowanego i nietolerowanego, to w odniesieniu do wskaźnika ciężkości poziomów takich nie określono.

Spośród wymienionych wskaźników definicję ryzyka, w niniejszym przykładzie ryzyka wypadkowego, najpełniej opisuje wskaźnik W_{US}, który jest iloczynem wskaźnika $W_Z \cdot 10^{-3}$ (zastępuje prawdopodobieństwo) i wskaźnika C (określa skutki).

Analizując przebieg krzywej wskaźnika W_{US} można zauważyć np. w roku 1990 i 1999 zbliżone jego wartości, gdy równocześnie czynniki mnożenia wskaźnika w tychże latach posiadają wartości odwrotnie proporcjonalne. Przykładowo, w roku 1990, gdy wartość W_{US} wynosiła 1,39, to $W_Z = 35{,}0$ i $C = 39{,}6$, natomiast w roku 1999 dla wartości wskaźnika W_{US} — 1,38 $WZ = 21{,}5$ a $C = 64{,}1$. Z powyższego przykładu trudno jednoznacznie określić, czy ryzyko wypadkowe jest rzeczywiście jednakowe. O trudnościach w posługiwaniu się wskaźnikiem W_{US} w przypadku wystąpienia powyższych zależności pisano już w roku 1974 [3], jednakże głębszych interpretacji tego wskaźnika nie przeprowadzano.

2. Ryzyko wypadkowe w ujęciu graficznym

Powyżej wykazano, że algebraiczne odwzorowanie ryzyka wypadkowego za pomocą wskaźnika W_{US} jest niejednoznaczne, gdyż przy różnych trendach wzrostu poszczególnych jego wskaźników składowych wynik mnożenia może być taki sam, a ryzyko w ujęciu jakościowym różne. Dla takiego stanu nie ma określonej „wagi", kiedy poszczególne ujemne przyrosty wartości wskaźników częstości wypadków są tożsame z dodatnim przyrostem wartości wskaźnika ciężkości wypadków.

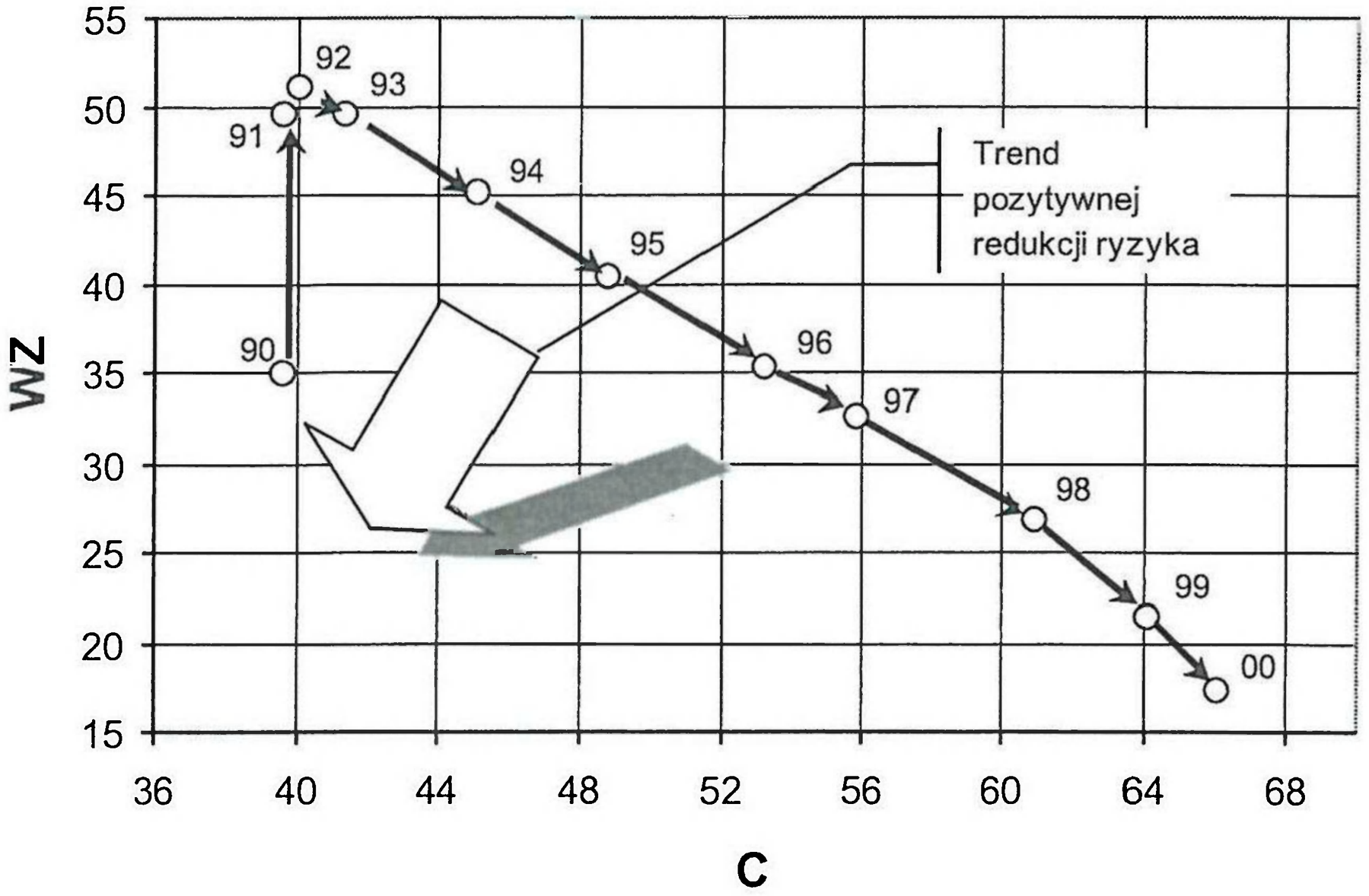
Algebraicznym odwzorowaniem ryzyka wypadkowego w ujęciu wskaźnikowym może być wskaźnik W_R, którego wartość jest 10^3 razy większa od wskaźnika W_{US}, gdyż jest wynikiem mnożenia wskaźnika $W_Z \cdot C$.

W takim ujęciu ryzyko wypadkowe R_W ma również sens geometryczny, co można przedstawić graficznie w postaci wykresu. Na wykresie osią odciętych będzie wskaźnik ciężkości obrażeń C, a osią rzędnych wskaźnik częstości wypadków W_Z, stosowany w statystyce wypadkowej we wszystkich sekcjach działalności gospodarczej. Odnosząc poszczególne wartości wskaźników, w przyjętym układzie współrzędnych, na wykresie otrzymamy punkty określające ryzyko wypadkowe w danym roku (rys. 2). Jeśli połączymy punkty odnoszące się do poszczególnych lat, możemy otrzymać krzywą funkcji $W_Z(C)$, ryzyka wypadkowego. Zaletą takiego ujęcia zagadnienia jest jego przejrzystość, co ułatwia prowadzenie odpowiednich analiz i interpretacji otrzymanych wyników.

Na rysunku 2 widać przemieszczanie się punktów opisujących ryzyko wypadkowe, w poszczególnych latach (dane z tab. 1). Biorąc pod uwagę powyżej omawiany przykład dla roku 1990 i 1995, gdy wartości obliczonego ryzyka (algebraiczne) były zbliżone, widać duże zróżnicowanie jakościowe usytuowanych punktów.

Z wykresu tego wynika wniosek, że w statystyce wypadkowej odnotowujemy coraz mniej wypadków, jednakże ciężkość obrażeń systematyczne rośnie. Można też wnioskować, że przy zmniejszającej się liczbie wypadków relatywnie zmniejsza się tylko liczba wypadków lekkich, z małą absencją wypadkową [5].

Z wykresu wynika również, że ocena ryzyka wypadkowego oparta tyko na wskaźniku częstości wypadków W_Z (oraz na innych wskaźnikach częstości) może prowadzić do wniosków



Rys. 2. Kształtowanie się wartości wskaźników C i W_Z w kopalniach węgla kamiennego w latach 1990—2000

Fig. 2. Values of C and W_Z indexes in coal mines for years 1990—2000

błędnych, ponieważ w statystyce wypadkowej odnotowujemy spadek wypadkowości ciężkiej (tab. 1), gdy równocześnie wzrasta ciężkość obrażeń, a tym samym i liczba wypadków ciężkich. Przy pozytywnej redukcji ryzyka wypadkowego winny maleć oba wymienione wskaźniki, a trend ich zmian powinien przebiegać zgodnie z zamieszczonymi na rysunku 2 zwrotami strzałek.

4. Ocena ryzyka wypadkowego na przykładzie kopalń węgla kamiennego

Na rysunku 2 punkty określające poszczególne lata odnoszą się do średnich wartości wymienionych wskaźników dla KWK. Na wartość średnią składają się wartości wskaźników wszystkich kopalń. Rozwinięciem tego zagadnienia jest przedstawienie, w takim samym układzie współrzędnych, dla poszczególnych lat, relacji wskaźników W_Z oraz C poszczególnych kopalń (rys. 3).

W celu oceny i różnicowania ryzyka wypadkowego powierzchnię wykresu można podzielić na charakterystyczne obszary trzema sposobami.

Sposób pierwszy. Punkt główny dzieli nam powierzchnię wykresu na 4 obszary:

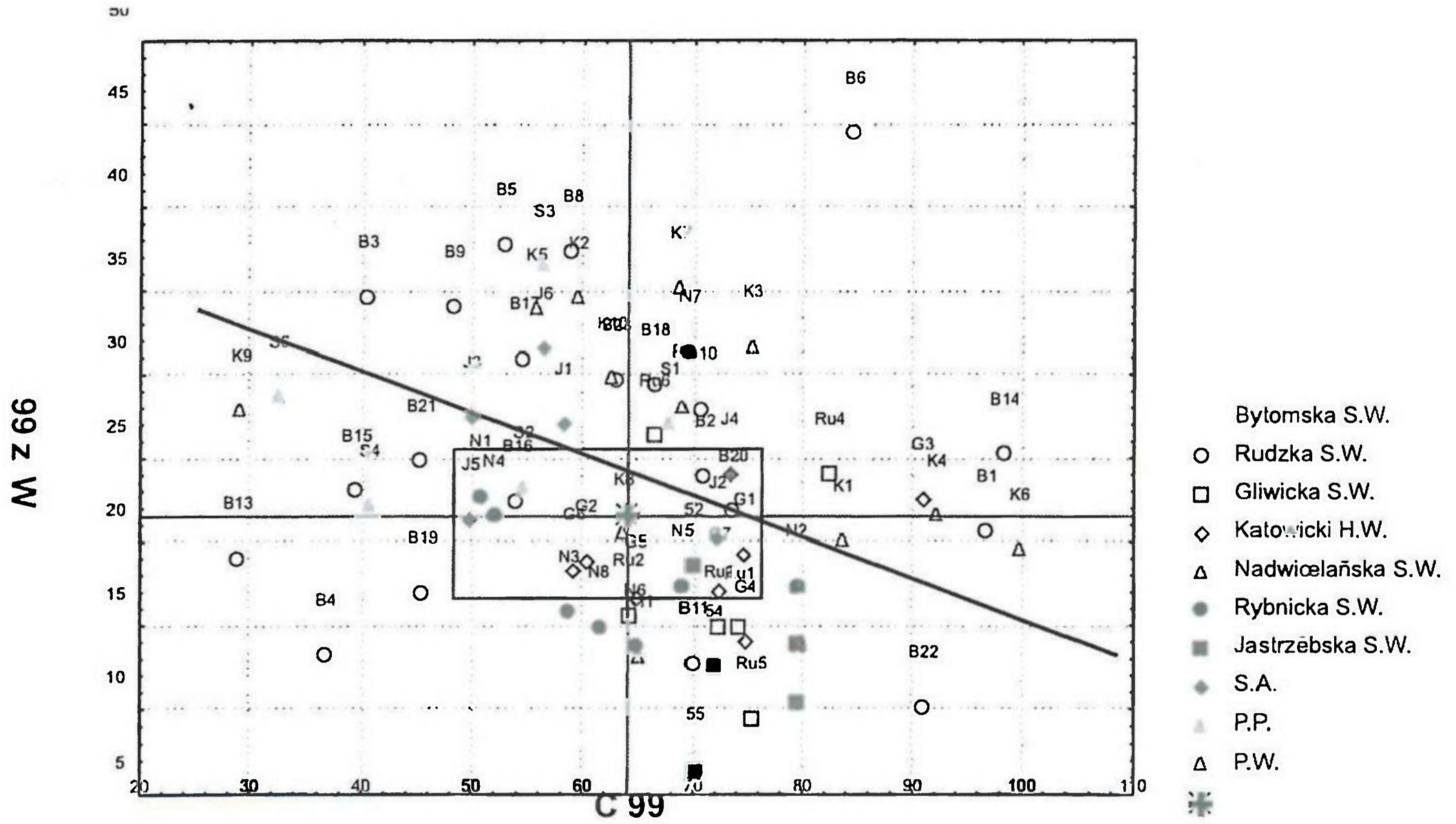
— obszar I, wartości wskaźników C i W_Z mniejsze od wartości średniej;

— obszar II, wartość wskaźnika C większa a W_Z mniejsza od wartości średniej,

— obszar III, wartość wskaźnika C mniejsza a W_Z większa od wartości średniej,

— obszar IV, wartości wskaźników W_Z i C większe od wartości średniej.

W zależności od usytuowania względem punktu określającego wartość średnią (dla wszystkich kopalń) w odniesieniu do obszaru I oraz IV można mówić o ryzyku wypadkowym niskim lub wysokim. Sporny pod względem określenia ryzyka wypadkowego może być obszar II i III.



Rys. 3. Ryzyko wypadkowe w kopalniach węgla kamiennego w roku 1999

Fig. 3. Accidents risk in coal mines in 1999

Można również określić obszar V – kwadrat wokół wartości średniej, o ryzyku wypadkowym średnim, z odchyleniem od wartości średniej (obu wskaźników), np. o ±10%.

Sposób drugi. W obszar wykresu wpisać linię regresji zmiennych, która podzieli powierzchnię wykresu na obszar o wysokim i niskim ryzyku wypadkowym. Dalsze różnicowanie można prowadzić poprzez określenie obszarów z odchyleniem np. ±10%, ±20% itp. od wartości średniej, w tym przypadku od linii regresji.

Sposób trzeci. Zbiór punktów opisany za pomocą elipsy, której oś długa oraz krótka podzielą powierzchnię na 4 obszary, podobnie jak w metodzie pierwszej.

Analizując wykres (rys. 3) oraz dane statystyki wypadkowej (tab. 2) stwierdzono, że w kopalniach występujących w obszarze I, o najmniejszym ryzyku wypadkowym, nie odnotowano żadnego wypadku śmiertelnego, natomiast w obszarze IV największego ryzyka wypadek śmiertelny odnotowano 1. Pozostała ilość wypadków śmiertelnych, tj. 19 spośród 20, odnosi się do kopalń występujących w obszarze II i III.

5. Podsumowanie

Na podstawie prowadzonych analiz ryzyka wypadkowego i zawodowego w zakładach górniczych wynika, że ryzyko wypadkowe określone wyłącznie na podstawie wskaźników częstości wypadków zmniejsza się. Takiemu stwierdzeniu przeczy wzrastająca wartość wskaźnika ciężkości C i faktyczna liczba wypadków ciężkich, tj. wypłacanych rent inwalidzkich wypadkowych [5].

Metodą różnicowania ryzyka wypadkowego może być metoda graficzna oparta na dwóch wskaźnikach (C i W_Z), co pozwoli wyeliminować wymienione rozbieżności i dać ocenę bardziej

Tabela 2. Podział zakładów górniczych (KWK) według obszarów ryzyka wypadkowego w roku 1999

Table 2. Distribution of coal mines due to fields of accident's hazard in the year 1999

Obszar	Nazwa i numer zakładu górniczego — wypadki śmiertelne	
I Rw najmniejsze C = 28,9—64,1 W_Z = 13,2—21,5	ZUG Szombierki B4^0 ZG Bytom II B13^0 Siemianowice-Rozalia Ru7^0 Powstańców Śl. w likwid. B8^0 Jaworzno N4^0 Ziemowit N8^0	Dębieńsko G2^0 Sośnica G6^0 Śląsk K8^0 Pniówek J5^0 Janina N3^0
Razem ZG — 11	Liczba wypadków śmiertelnych — 0	
II C = 64,2—122,0 W_Z = 6,4— 21,5	Siersza N6^0 Niwka-Modrzejów w likwid. K11^0 Polska-Wirek Ru2^0 ZG Centrum B11^0 **Chwałowice R4^1** **Marcel R3^1** Knurów G4^0 **Pokój Ru3^1** Halemba Ru1^0 Rydułtowy R1^0 Piast N5^0 Szczygłowice G7^0 **Bielszowice Ru5^1**	**Czeczott N2^1** Anna R2^0 **Jastrzębie-Moszczenica J2^1** Bolesław Śmiały G1^0 **Katowice-Kleofas K1^2** Wesoła K4^0 Julian w likwid. B22^0 **Rozbark B1^1** Makoszowy G5^0 **Wujek K6^1** Jankowice R5^0 Centrum-Szombierki B12^0
Razem ZG — 25	Liczba wypadków śmiertelnych — 0—2, razem 11	
III C = 29,2—64,1 W_Z = 21,5—112,7	Kazimierz-Juliusz K9^0 ZGE Sobieski-Jaworzno S6^0 ZG Bytom-III B15^0 **Porąbka-Klimontów S4^1** ZUG Radzionków B3^0 Jowisz w likwid. B21^0 Brzeszcze N1^0 Bobrek-Miechowice B16^0 Budryk S2^0 Krupiński J3^0 Nowa Ruda P1^0 ZPW Antracyt S5^0	Bobrek-Miechow. w likwid. B23^0 Niwka-Modrzejów K10^0 ZWSM Jadwiga B17^0 **Zofiówka J6^2** ZG Pickary B9^0 **Murcki K2^1** ZG Brzeziny B5^0 **Jan Kanty S3^1** Powstańców Śląskich B8^0 **Borynia J1^1** **Wieczorek K5^2** ZG Bytom-I B7^0
Razem ZG — 24	Liczba wypadków śmiertelnych — 0—2, razem 8	
IV Rw największe C = 66,5—84,6 W_Z = 21,8 44,4	Grodziec w likwid. B20^0 Bobrek-Miechowice B2^0 Rozbark B14^0 Julian B10^0 ZG Wojkowice B18^0 Siemianowice Ru6^0 Silesia N7^0 Andaluzja B6^0	Mysłowice K3^0 Morcinek J4^0 Silesia N7^0 Gliwice G3^0 Bogdanka S1^0 ZG Rozalia Ru4^0 **Staszic K7^1**
Razem ZG — 15	Liczba wypadków śmiertelnych — 1	

Wartości średnie C = 64,1; W_Z = 21,5

realną. Taki sposób oceny i różnicowania ryzyka wypadkowego jest przejrzysty i może być stosowany w ocenie zarówno kopalń, jak i zakładów różnych sekcji działalności gospodarczej.

Metoda ta może być również zalecana do oceny ryzyka wypadkowego w zakładach górniczych w porównaniach międzynarodowych, gdzie dotychczas wykorzystuje się wyłącznie wskaźniki częstości wypadków.

Literatura

[1] Analiza micsięczna stanu bezpieczeństwa i higieny pracy w kopalniach węgla kamiennego i przedsiębiorstwach robót górniczych. COIG S.A., Katowice 1990—2000.

[2] Baza danych wypadkowych COIG S.A. za lata 1990—2000.

[3] Черкасов Г., Громов Ф., 1974: *Условия труда: анализ и пути совершенствования.* „Профиздат", Москва.

[4] Kodeks Pracy. Ustawa z 26 kwietnia 1974 r. ze zm.

[5] Parchański J., 1999: *Przyczyny zróżnicowania wzrostu wskaźnika ciężkości obrażeń przy równoczesnym zmniejszaniu się liczby wypadków ciężkich.* Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 12, Katowice.

[6] Parchański J., 2001: *Wskaźnikowa metoda oceny ryzyka wypadkowego. Bezpieczeństwo i higiena pracy w górnictwie w krajach Europy Środkowo-Wschodniej.* Międzynarodowa konferencja „Polsko-Amerykańskie Stowarzyszenie BHP", Sosnowiec.

[7] Rozporządzenie MPiPS z dnia 26 września 1997 r. w sprawach ogólnych. Warszawa 1997.

Assessment of accidents risk — a graphical method

Abstract

The paper presents a method of accidents rate assessment based on indexes of accidents. In this work the economic changes have been taken under consideration, which may influence values of the analysed indexes. A new approach to the accidents risk assessment has been presented. This is a graphical method, which uses selected indexes (frequency and heaviness of accidents) coming from analysis of accidents. A suitability of this method has been proved. Taking the coal mines as an example, an assessment of accidents rate has been carried out and three types of its classification have been proposed. Presented method may be used by accidents risk assessment in different branches of economy. Application of this method in international statistics has been also proposed, i.e. for assessment of risk in mining industry.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 919—926

Józef PARCHAŃSKI
Politechnika Śląska, Gliwice

Zróżnicowanie wypadkowości w kopalniach węgla kamiennego na tle wypadkowości w sekcjach działalności gospodarczej

Słowa kluczowe

Bezpieczeństwo pracy – system zarządzania bezpieczeństwem – statystyka wypadkowości

Streszczenie

Na podstawie danych statystycznych dokonano analizy zróżnicowania wypadkowości ogólnej oraz wskaźnika częstości wypadków (na 1000 zatrudnionych) w kopalniach węgla kamiennego i w sekcjach działalności gospodarczej. Analiza wykazała zmniejszającą się wypadkowość w kopalniach węgla kamiennego, jak również zmniejszające się zróżnicowanie wypadkowości kopalń w odniesieniu do innych sekcji.

1. Wstęp

Uchwalona przez Sejm ustawa z dnia 13 października 1998 r. o systemie ubezpieczeń społecznych przewiduje różnicowanie składki na ubezpieczenia wypadkowe w zależności od poziomu zagrożeń zawodowych i skutków tych zagrożeń. Do chwili obecnej nie wydano przepisów wykonawczych w zakresie różnicowania tych składek, wobec czego obowiązuje jednolita podstawa składki dla wszystkich płatników. Z uwagi na zapowiedzi oraz na zachodzące przemiany gospodarcze kraju, w tym restrukturyzację górnictwa, przeanalizowano zróżnicowanie wypadkowości w kopalniach węgla kamiennego na tle wypadkowości innych sekcji działalności gospodarczej kraju.

2. Źródła danych i sekcje działalności gospodarczej

Źródłem danych o wypadkowości w różnych branżach są roczniki statystyczne [2], z wyjątkiem danych dotyczących kopalń węgla kamiennego (KWK). Kopalnie podziemne, odkrywkowe i otworowe nie są one ujmowane jako wyodrębniona jednostka statystyczna GUS, lecz ujęte są łącznie jako gałąź przemysłu, w pozycji górnictwo i kopalnictwo, z innymi zakładami górniczymi. Dane statystyczne wypadkowości w KWK pochodzą z analiz wypadkowości oraz bazy danych COIG [1].

W niniejszym referacie ujęto okres od 1994—1999 roku, bez roku 2000. Początek okresu, jest to pierwszy pełny rok od utworzenia holdingu i spółek węglowych. Roku 2000 nie uwzględ-

niono, gdyż w czasie kompletowania materiału rocznik statystyczny obejmujący dane za ten rok nie został opublikowany.

W poniższych tabelach wyszczególnione są sekcje gospodarki wg podziału i nazewnictwa używanego w rocznikach statystycznych, z wyjątkiem kopalń węgla kamiennego.

Informacje o wypadkach przy pracy obejmują również wypadki traktowane na równi z wypadkami przy pracy, natomiast nie obejmują wypadków w drodze do/z pracy, gdyż te nie podlegają statystyce wypadkowości. W odniesieniu do sekcji »rolnictwo, łowiectwo i leśnictwo« dane nie uwzględniają wypadków w gospodarstwach indywidualnych w rolnictwie. W jednostkach budżetowych prowadzących działalność w zakresie obrony narodowej i bezpieczeństwa publicznego dane dotyczą tylko pracowników cywilnych.

Roczniki statystyczne prócz określonych sekcji wyszczególniają również dane ogólne wypadkowości oraz grupują wypadkowość w przemyśle, gdzie wyszczególnia się »górnictwo i kopalnictwo«, »działalność produkcyjną« oraz »zaopatrzenie w energię elektryczną, gaz i wodę«. W poszczególnych tabelach jako podmiot analizy wyszczególniono kopalnie węgla kamiennego, których dane wypadkowe zawarte są w pozycji »górnictwo i kopalnictwo«.

Dane zamieszczone w rocznikach statystycznych za rok 1999, przedstawione w tabelach (od tab. 2), wykazywane są w innym układzie aniżeli w latach 1994—1998. Dodatkowymi pozycjami w roku 1999 są: »pośrednictwo finansowe«, »administracja publiczna i obrona narodowa« oraz »ochrona zdrowia i opieka socjalna«.

Analiza danych z tabeli wykazała, że w roku 1999 suma wypadków w wyszczególnionych sekcjach jest równa danym odnoszącym się do wypadkowości ogólnej. W latach poprzednich stwierdzono różnicę pomiędzy wypadkowością ogólną a sumą wypadków wyszczególnionych sekcji (tab. 2, w. 26 i 27). Różnica ta, w stosunku do wypadkowości ogólnej, stanowiła rząd od 10,52—13,41%. W roku 1999 udział sumy wypadków w trzech nowych sekcjach na tle wypadkowości ogólnej wynosił 12,61%. Przy takim zbliżonym udziale można zakładać, że różnice występujące w latach 1994—1998 odnoszą się właśnie do sekcji, które po raz pierwszy wymieniono w roku 1999. Jest to jednak założenie.

W analizie wypadkowości rozpatrywano wypadki ogółem oraz w ujęciu wskaźnikowym, tj. liczbie wypadków przypadającej na 1000 zatrudnionych.

3. Wypadkowość ogólna

Dane wypadkowości ogólnej bezwzględnej wg sekcji zamieszczono w tabeli 1, a ich relacje przedstawia rysunek 1. Aby zależności przebiegów wypadkowości bezwzględnej były bardziej czytelne, wykres na rysunku 1 posiada dwie osie.

Wypadki ogółem w analizowanym okresie, do roku 1997, posiadają trend rosnący, po czym ich liczba maleje. W roku 1999, w porównaniu z rokiem 1997, gdy liczba wypadków była największa, odnotowano 18,30% spadek wypadkowości, natomiast porównując rok 1994 i 1999 wypadkowość zmniejszyła się o i 3,5%.

Malejący, podobny do wypadkowości ogólnej, jest trend wypadkowości w sektorze przemysłowym, w którym od roku 1994 do roku 1996 odnotowano wzrost wypadkowości o 8,19% po czym do roku 1999 wypadkowość zmalała o 24,35%. Porównując wypadkowość w roku 1994 i 1999 można stwierdzić jej 18,15% spadek. Jest to spadek większy niż w wypadkach ogółem.

Tabela 1. Wypadki według sekcji działalności gospodarczej

Table 1. Accidents by the sections of economical activities

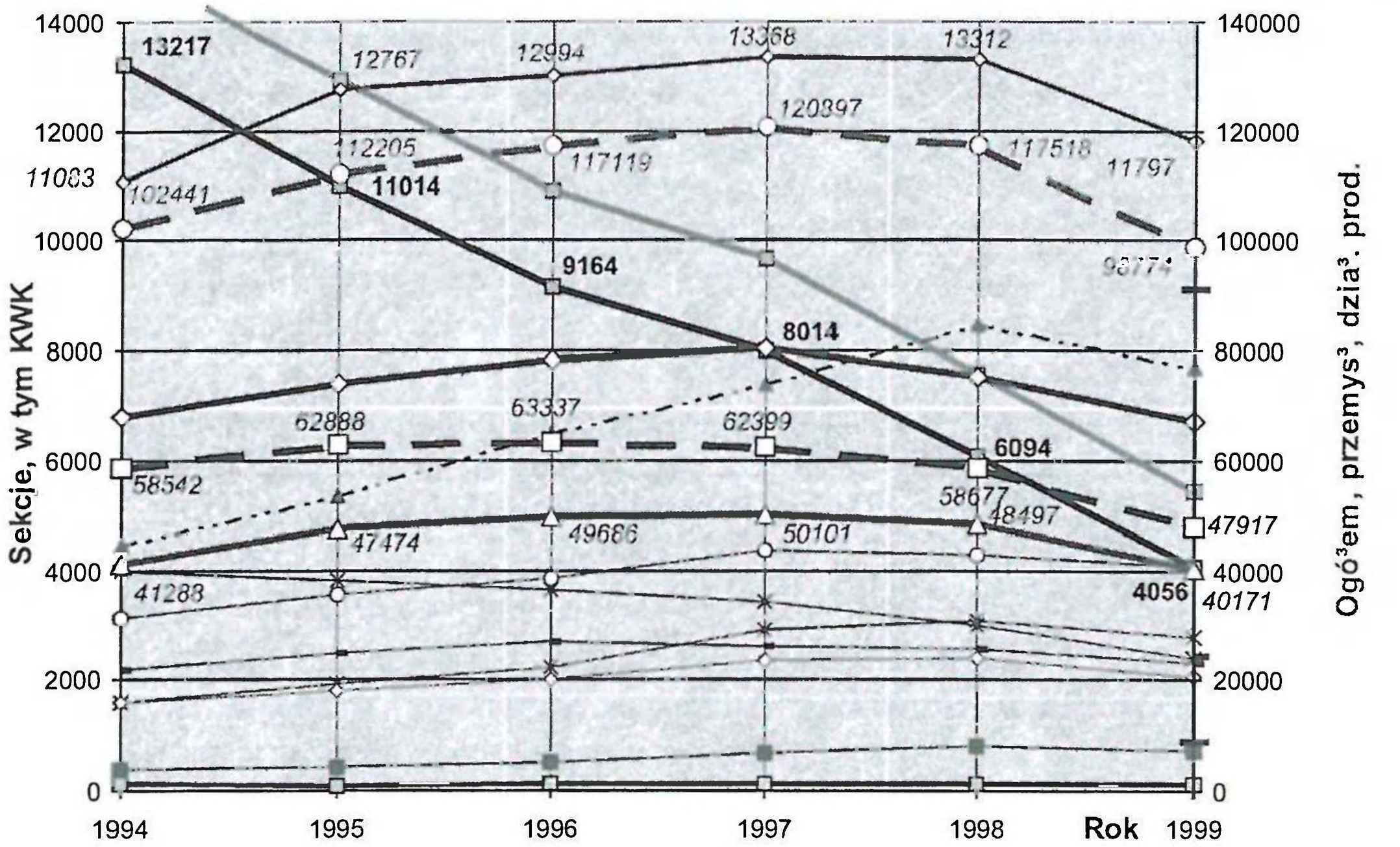
Lp.	Wyszczególnienie Rok	1994	1995	1996	1997	1998	1999
1.	Wypadki ogółem, w tym:	102 441	112 205	117 119	120 897	117 518	98 774
2.	Rolnictwo, łowiectwo i leśnictwo	3 987	3 809	3 622	3 407	3 015	2 379
3.	Rybołówstwo i rybactwo	127	107	136	140	132	130
4.	Przemysł, gdzie:	58 542	62 888	63 337	62 399	58 677	47 917
5.	udział % przemysłu w wyp. ogółem	57,15	56,05	54,08	51,61	49,93	48,51
6.	górnictwo i kopalnictwo, w tym:	15 085	12 951	10 935	9 696	7 598	5 440
7.	KWK	13 217	11 014	9 164	8 014	6 094	4 656
8.	udział % KWK w wyp. ogółem	12,90	9,82	7,82	6,63	5,19	4,11
9.	udział % KWK w wyp. w przemyśle	22,58	17,51	14,47	12,84	10,39	8,46
10.	stosunek wyp. KWK budownictwo	1,19	0,86	0,71	0,60	0,46	0,34
11.	działalność produkcyjna	41 288	47 474	49 686	50 101	48 497	40 171
12.	udział % dział. prod. w wyp. ogółem	40,30	42,31	42,42	41,44	41,27	40,67
13.	udział % dział. prod. w wyp. w przem.	70,53	75,49	78,45	80,29	82,65	83,83
14.	zaopatrzenie w ener. elektr., gaz i wodę	2 169	2 463	2 716	2 602	2582	2306
15.	Budownictwo	11 083	12 767	12 994	13 368	13 312	11 797
16.	udział % budownictwa w wyp. ogółem	10,82	11,38	11,09	11,06	11,33	11,94
17.	Handel i naprawy	4 437	5 338	6 515	7 416	8 484	7 706
18.	Hotele i restauracje	370	411	534	695	799	745
19.	Transport, składowanie i łączność	6 809	7 421	7 829	8 070	7 524	6 715
20.	Pośrednictwo finansowe	—	—	—	—	—	896
21.	Obsługa nieruchomości firm	3 138	3 555	3 874	4 388	4 296	4 061
22.	Administracja publiczna i obrona narodowa	—	—	—	—	—	2 443
23.	Edukacja	1 592	1 926	2 239	2 917	3 100	2 792
24.	Ochrona zdrowia i opieka socjalna	—	—	—	—	—	9 119
25.	Pozostała działalność usługowa komunalna, socjalna i indywidualna	1 577	1 781	2 024	2 337	2 418	2 074
26.	Różnica poz. 1 – (2+3+4+11÷20)	10 779	12 202	14 015	15 760	15 761	0
27.	Udział jw. w wypadkowości ogółem	10,52	10,87	11,97	13,04	13,41	0,00

Tabela 2. Wskaźnik częstości wypadków ogółem według sekcji działalności gospodarczej

Table 2. Index of accidents frequence on the whole by the sections of economical activities

Lp.	Wyszczególnienie Rok	1994	1995	1996	1997	1998	1999
1.	Wypadki ogółem, w tym:	9,07	9,92	10,28	10,33	9,86	8,42
2.	Rolnictwo, łowiectwo i leśnictwo	12,66	13,83	14,89	14,67	13,42	11,94
3.	Rybołówstwo i rybactwo	8,35	7,52	10,29	10,97	10,53	10,68
4.	Przemysł, gdzie:	15,91	16,89	16,92	16,60	15,84	13,65
5.	przemysł / wyp. ogółem	1,75	1,70	1,65	1,61	1,61	1,62
6.	górnictwo i kopalnictwo	38,90	35,29	31,41	29,16	24,39	20,06
7.	górnictwo / przemysł	2,45	2,09	1,86	1,76	1,54	1,47
8.	KWK	45,1	40,4	35,3	32,7	26,9	21,5
9.	KWK / górnictwo i kopalnictwo	1,16	1,14	1,12	1,12	1,10	1,07
10.	KWK / wyp. ogółem	4,97	4,07	3,43	3,17	2,73	2,55
11.	KWK / przemysł	2,83	2,39	2,09	1,97	1,70	1,58
12.	działalność produkcyjna	13,63	15,38	15,87	15,82	15,45	13,44
13.	zaopatrzenie w ener. elektr., gaz i wodę	8,25	9,16	10,28	10,05	10,10	9,21
14.	Budownictwo	12,78	15,20	15,32	14,72	14,12	12,89
15.	Handel i naprawy	2,29	2,81	3,43	3,74	4,07	3,66
16.	Hotele i restauracje	2,14	2,27	2,86	3,57	3,77	3,41
17.	Transport, składowanie i łączność	8,16	8,82	9,37	9,51	8,73	7,89
18.	Pośrednictwo finansowe	—	—	—	—	—	2,50
19.	Obsługa nieruchomości firm	5,70	6,56	6,75	6,84	5,97	5,30
20.	Administracja publiczna i obrona narodowa	—	—	—	—	—	4,50
21.	Edukacja	1,80	2,15	2,48	3,22	3,42	3,06
22.	Ochrona zdrowia i opieka socjalna	—	—	—	—	—	9,25
23.	Pozostała działalność usługowa komunalna, socjalna i indywid.	4,66	5,27	5,78	6,35	6,71	5,63

Udział przemysłu w wypadkowości ogólnej w analizowanym okresie zawiera się w przedziale max od 57,15% w roku 1994 do min. 48,51% w roku 1999. Tak znaczny udział wypadkowości w przemyśle ma znaczący wpływ na kształtowanie się wypadkowości ogólnej, co wyraźnie widać ze zbliżonych trendów wypadkowych. Z wykresu wynika również dosyć



Rys. 1. Wypadkowość ogólna według sekcji

Fig. 1. Total accidents rate by branches

gwałtowny spadek ogólnej liczby wypadków w roku 1999 w porównaniu z rokiem poprzednim — 15,95%, gdy w przemyśle spadek wynosi 18,34%. Na ten stan wpływ może wywierać całokształt gospodarki narodowej (poszczególnych sekcji), jednakże w niniejszym materiale żadnych tego związków nie badano.

Za przemysłem w wypadkowości ogólnej plasuje się budownictwo, którego udział w wypadkowości ogólnej zawiera się w przedziale 10,82—11,94% odpowiednio do roku 1994 i 1999. Trend wypadkowości w budownictwie od roku 1994 do 1998 jest rosnący — przyrost 20,11%, po czym w roku 1999 trend jest malejący, zmniejszenie liczby wypadków o 11,38%. Kolejne miejsce w wypadkowości ogólnej zajmuje transport, składowanie i łączność oraz handel i naprawy.

Udział transportu w wypadkowości ogólnej w całym analizowanym okresie jest wyrównany i zawiera się w przedziale 6,40—6,80%.

Udział handlu i napraw w wypadkowości ogólnej miał tendencję wzrostu z 4,33 do 7,80%, przy czym od roku 1994 do roku 1998 następował znaczny przyrost wypadkowości — 91,21%, po czym w roku 1999, w porównaniu z rokiem poprzednim, wypadkowość zmalała o 9,17%.

Udział pozostałych branż, z wyjątkiem górnictwa i kopalnictwa, w wypadkowości ogólnej nie przekracza 5%.

Górnictwo i kopalnictwo, a w tym KWK za lata 1994—1999 odnotowały gwałtowny spadek wypadkowości, odpowiednio 63,94 i 69,31%. Tak znacznego spadku liczby wypadków nie odnotowano w żadnej z sekcji ujętych w statystyce wypadkowej GUS. Udział KWK w wypadkowości sekcji »górnictwo i kopalnictwo« zawiera się w przedziale od 87,62% (1994 r.) do 74,56% (1999 r.) i w sposób zdecydowany wpływa na kształtowanie się wypadkowości tej sekcji.

W przemyśle udział KWK w wypadkowości zawiera się w przedziale 22,59% w roku 1994 i 8,46% w roku 1999 (spadek 14,13%), a w wypadkowości ogólnej udział wynosił max 12,90% w roku 1994 oraz min. 4,11% w roku 1999 (spadek 8,79%). Porównując wypadkowość KWK do wypadkowości w działalności produkcyjnej można stwierdzić, że w KWK była ona niższa 3,12-krotnie i 9,90-krotnie odpowiednio w roku 1994 i 1997.

Z kolei porównując wypadkowość KWK z innymi sekcjami można stwierdzić, że w KWK była mniejsza aniżeli: w budownictwie od roku 1995; w transporcie od roku 1997; w obsłudze nieruchomości w roku 1999.

Zagadnieniem, które można analizować tylko za rok 1999, jest wypadkowość w sekcji »pośrednictwo finansowe«, »administracja publiczna i obrona narodowa« oraz »ochrona zdrowia i opieka społeczna«. Ich łączny udział w wypadkowości ogólnej wynosi 12,61%, przy czym 9,23% to udział ochrony zdrowia i opieki społecznej.

W świetle liczb bezwzględnych za rok 1999 wypadkowość w KWK odniesiona do ochrony zdrowia i opieki społecznej jest mniejsza 2,25-krotnie, natomiast w odniesieniu do administracji publicznej i obrony narodowej jest większa 1,66-krotnie.

Z zamieszczonych danych wynika, że bezwzględna liczba wypadków w KWK od roku 1994 systematycznie maleje. Wynika to przedewszystkim z procesów prywatyzacji struktur pozawydobywczych, restrukturyzacji zatrudnienia i zmniejszającego się wydobycia. Zmieniające się trendy wypadkowości w innych sekcjach mogą również świadczyć o zachodzących zmianach w gospodarce. Przykładowo spadek wypadkowości ogólnej odnotowany w roku 1999 wynika głównie ze zmniejszającej się liczby wypadków w przemyśle, na co wpływa wywiera w znacznej mierze jego działalność produkcyjna, oraz ze zmniejszającej się liczby wypadków w budownictwie i w innych branżach. Stan ten może wynikać z ujemnego wzrostu gospodarczego, ograniczenia produkcji oraz z poprawy stanu bezpieczeństwa w tych branżach.

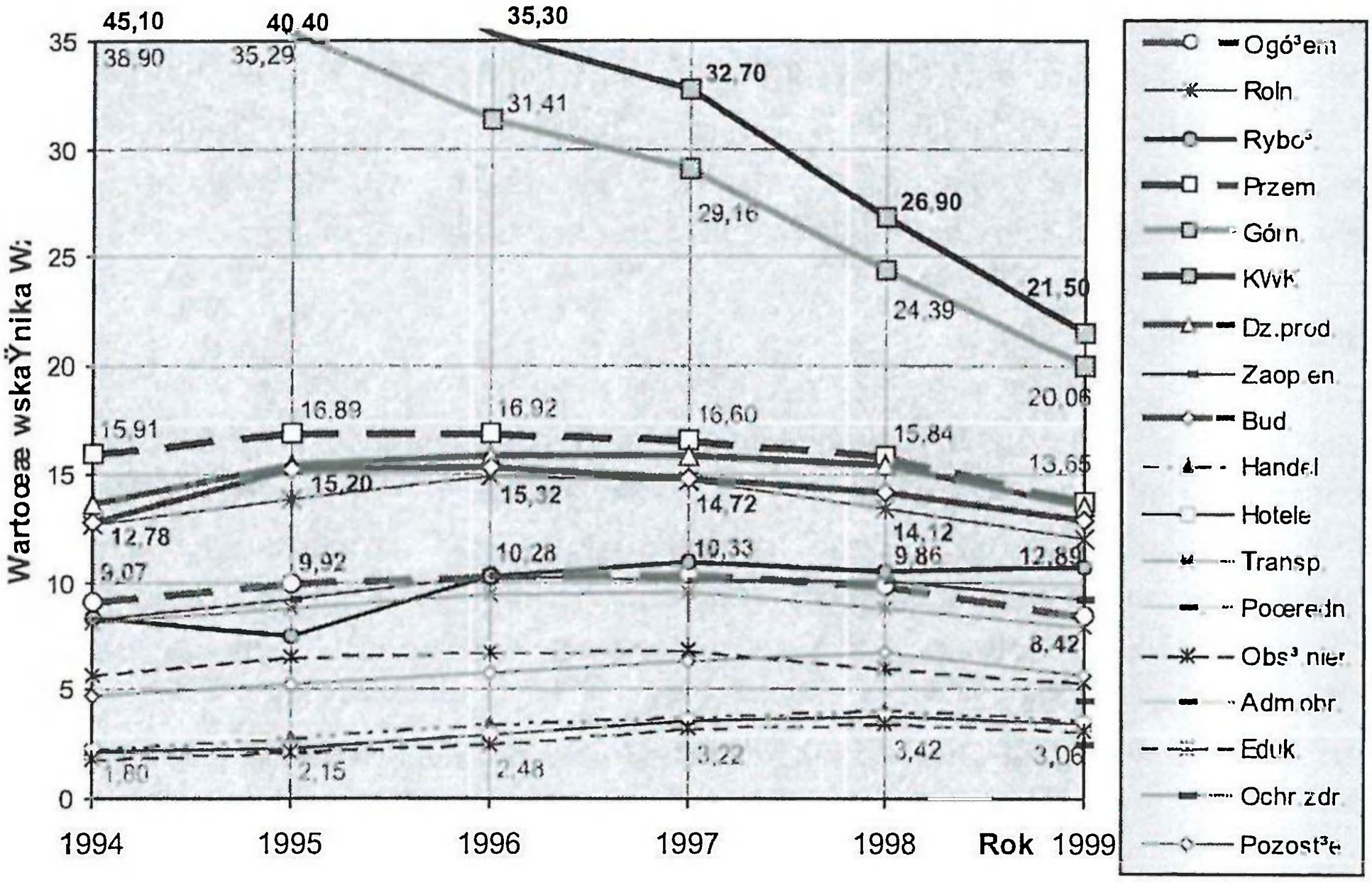
Wypadkowość bezwzględna nie oddaje pełnego obrazu zróżnicowania wypadkowości, gdyż w poszczególnych sekcjach, wskutek dostosowania gospodarki do warunków wolnego rynku, zasadniczo zmienia się struktura zatrudnienia. W celu uzyskania pełniejszego obrazu należy posługiwać się wskaźnikami częstości wypadków.

4. Wskaźniki częstości wypadków

Inny obraz wypadkowości odzwierciedlają wskaźniki częstości wypadków ogółem (na 1000 zatrudnionych) zamieszczone w tabeli 2 i na rysunku 2. Z wykresu tego wynika, że największa częstość wypadków występuje w KWK oraz w górnictwie i kopalnictwie. Można również powiedzieć, że wartość wskaźnika w KWK jest 1,16—1,07-krotnie większa niż w górnictwie i kopalnictwie.

Trend zmian wartości wskaźnika w analizowanym okresie zarówno w KWK, jak i w górnictwie i kopalnictwie jest generalnie malejący – spadek odpowiednio 52,33 i 48,43%. Tak znacznego spadku wartości wskaźnika nie odnotowano w żadnej innej branży.

Wartość wskaźnika wypadkowości ogółem (wartość średnia), w całym analizowanym okresie, prócz górnictwa i kopalnictwa, w tym KWK, przekroczyły następujące sekcje: »przemysł« oraz »działalność produkcyjna przemysłu«, »budownictwo«, »rolnictwo, łowiectwo i leśnictwo«, natomiast od roku 1996 rybołówstwo, a od roku 1998 »zaopatrzenie w energię elektryczną gaz i wodę«.



Rys. 2. Wskaźnik wypadkowości według sekcji

Fig. 2. Accidents indexes by branches

Wartość wskaźnika dla wypadków ogółem w okresie od 1994 do roku 1997 wzrasta (+13,89%), po czym maleje i w roku 1999 osiąga wartość 8,42 (–18,49%).

W przemyśle trend wzrostu wskaźnika występuje do roku 1996 (+6,35%), po czym do roku 1999 maleje (–19,32%) i osiąga wartość 13,85.

W działalności produkcyjnej trend jest podobny. Wartość wskaźnika do roku 1996 wzrasta (+16,43%), po czym maleje (–15,31%) osiągając wartość 13,44.

W budownictwie wartość wskaźnika jest mniejsza aniżeli w działalności produkcyjnej, przy czym trend jego jest podobny — przyrost wartości do roku 1996 (+19,87%), po czym następuje spadek (–15,86%). W roku 1999 wskaźnik osiąga wartość 12,89 i niewiele się różni od wskaźników dla przemysłu i działalności produkcyjnej (odpowiednio 13,65 i 13,44).

Rolnictwo (bez gospodarstw indywidualnych) łowiectwo i leśnictwo cechowało się stosunkowo małą i zmniejszając się liczbą wypadków w każdym kolejnym roku, natomiast wartość wskaźnika jest w tym przypadku zmienna i wyższa od wartości średniej, jednakże minimalnie mniejsza niż w budownictwie. Trend zmian wartości wskaźnika w obu sekcjach jest zbliżony, przy czym w rolnictwie łowiectwie i leśnictwie do roku 1996 wzrastał, po czym malał osiągając w roku 1999 wartość 11,94.

W całym analizowanych okresie najbardziej zbliżoną wartość do wskaźnika częstości wypadków ogółem posiada branża zaopatrzenia w energię elektryczną, gaz i wodę, rybołówstwa i rybactwa oraz transportu, składowania i łączności.

Wysoką wartość wskaźnika 9,25 posiada branża ochrony zdrowia i opieki socjalnej (1999 r.), która 1,10-krotnie przewyższa wartość wskaźnika wypadków ogółem.

Porównując wartości wskaźnika częstości wypadków KWK z wartościami wskaźnika innych branż można stwierdzić, że występuje duże zróżnicowanie. Przykładowo w roku 1999, gdy

wartość wskaźnika dla KWK w analizowanym okresie była najmniejsza, to była ona 1,58-krotnie wyższa od przemysłu oraz 2,55-krotnie wyższa od wskaźnika wypadków ogółem. Obserwując na rysunku 2 trendy wypadkowości oraz znając już wartość wskaźnika częstości wypadków, która dla KWK za rok 2000 wynosiła 17,30, można wnioskować, że zróżnicowanie pomiędzy wartością dla wypadków ogółem i innych branż zmniejsza się.

5. Podsumowanie

Porównując za analizowany okres wypadkowość ogólną w KWK na tle innych sekcji działalności gospodarczej (rys. 2), można stwierdzić jej gwałtowny spadek (–69,31%), jakiego nie odnotowała żadna inna sekcja. Podobny trend malejący posiada wartość wskaźnika częstości wypadków. O ile na początku analizowanego okresu, w roku 1994 wartość wskaźnika wynosiła 45,10, to w roku 1999 spadła do 21,5. Pomimo to jest to wartość najwyższa spośród wszystkich sekcji działalności gospodarczej.

Udział KWK w wypadkowości sekcji górnictwo i kopalnictwo zawiera się w przedziale 74,56— 87,62%, a w wypadkowości w przemyśle od 8,46% (1999 r.) do 22,59% (1994 r.).

Wypadkowość w KWK za ostatnie 6 lat zmniejszyła się o 69,31%, natomiast wartość wskaźnika zmniejszyła się o 53,33%. Jest to pozytywny trend relacji, jednakże analizując rysunek 2 nasuwa się pytanie: co wpłynęło na tak gwałtowny spadek wypadkowości w KWK, kiedy w innych sekcjach odnotowano dodatni przyrost wartości wskaźnika (edukacja +70,00%, handel i naprawa +59,83%) lub przyrost ujemny jednakże kilkakrotnie mniejszy niż w KWK (przemysł — 14,20%, rolnictwo — 5,69%).

Literatura

[1] Analiza miesięczna stanu bezpieczeństwa i higieny pracy w kopalniach węgla kamiennego i przedsiębiorstwach robót górniczych. 1995—1999 r., COIG, Katowice 2000.
[2] Roczniki statystyczne za lata 1995—2000. GUS, Warszawa 2001.

Differentiality of accidents rate in coal mines on the back ground of other branches of economy

Abstract

On the basis of statistical data an analysis of differentiability of the whole accidents rate and index of accidents frequency (on 1000 employees) have been carried out for coal mines and other branches of economy. The analysis showed off decreasing rate of accidents in coal mines as well as decreasing differentiability of accidents rate in mines respectively to other branches. Accidents rate in coal mines has been decreased during last six years by 69.39%, and value of the index decreased by 53.33%. This should be interpreted as a trend of positive changes. Although, analysing the Fig. 2 a question should be given: what is the reason of such dramatic decrease of accidents in coal mines while other branches have noticed increase of the indexc (education +70%, sell and reparations +59.83%) or multiply decrease of its value (industry –14.20%, agriculture –5.89%).

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 927—938

Antoni WOJACZEK
Katedra Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa
Politechnika Śląska, Gliwicc

Zintegrowane systemy łączności do prowadzenia akcji ratowniczych w kopalniach

Słowa kluczowe

Systemy łączności – ratownictwo górnicze

Streszczenie

Ważnym elementem systemu bezpieczeństwa i prawidłowego prowadzenia akcji ratowniczej w kopalni są nowoczesne systemy telekomunikacyjne. W referacie omówione zostały urządzenia łączności w jakie wyposażone są pomieszczenia kierownika i sztabu akcji ratowniczej, a także zastępy ratownicze w kopalniach. Stan techniki umożliwia stworzenie zintegro wanych systemów łączności do kierowania akcjami ratowniczymi w zakładach górniczych. Integracja jest możliwa zarówno na drodze sprzętowej, jak i programowej.

1. Kopalniane systemy telekomunikacyjne

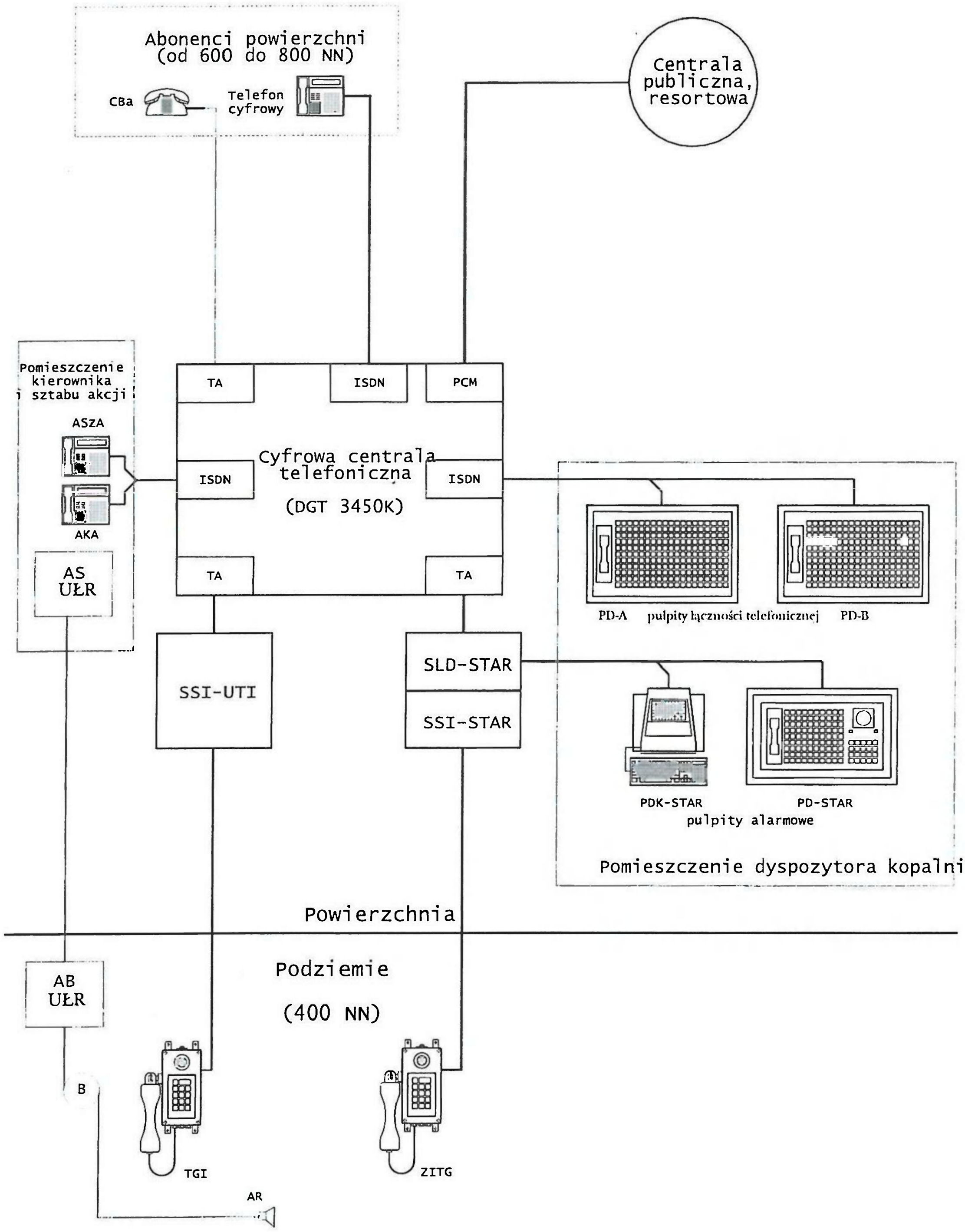
Każdy zakład górniczy jest wyposażony w dwa niezależne systemy łączności fonicznej tj. system łączności telefonicznej i alarmowej (rys. 1).

System łączności telefonicznej (ogólnozakładowej i dyspozytorskiej) zbudowany jest najczęściej w oparciu o:

— cyfrową centralę telefoniczną typu DGT 3450K,
— iskrobezpieczne telefony dołowe (TGI) z barierami iskrobezpiecznymi SSI-UTI,
— pulpity PD-A, (PD-B) dyspozytorskiej łączności telefonicznej (telefony cyfrowe systemowe o przynajmniej kilkudziesięciu tzw. „gorących liniach").

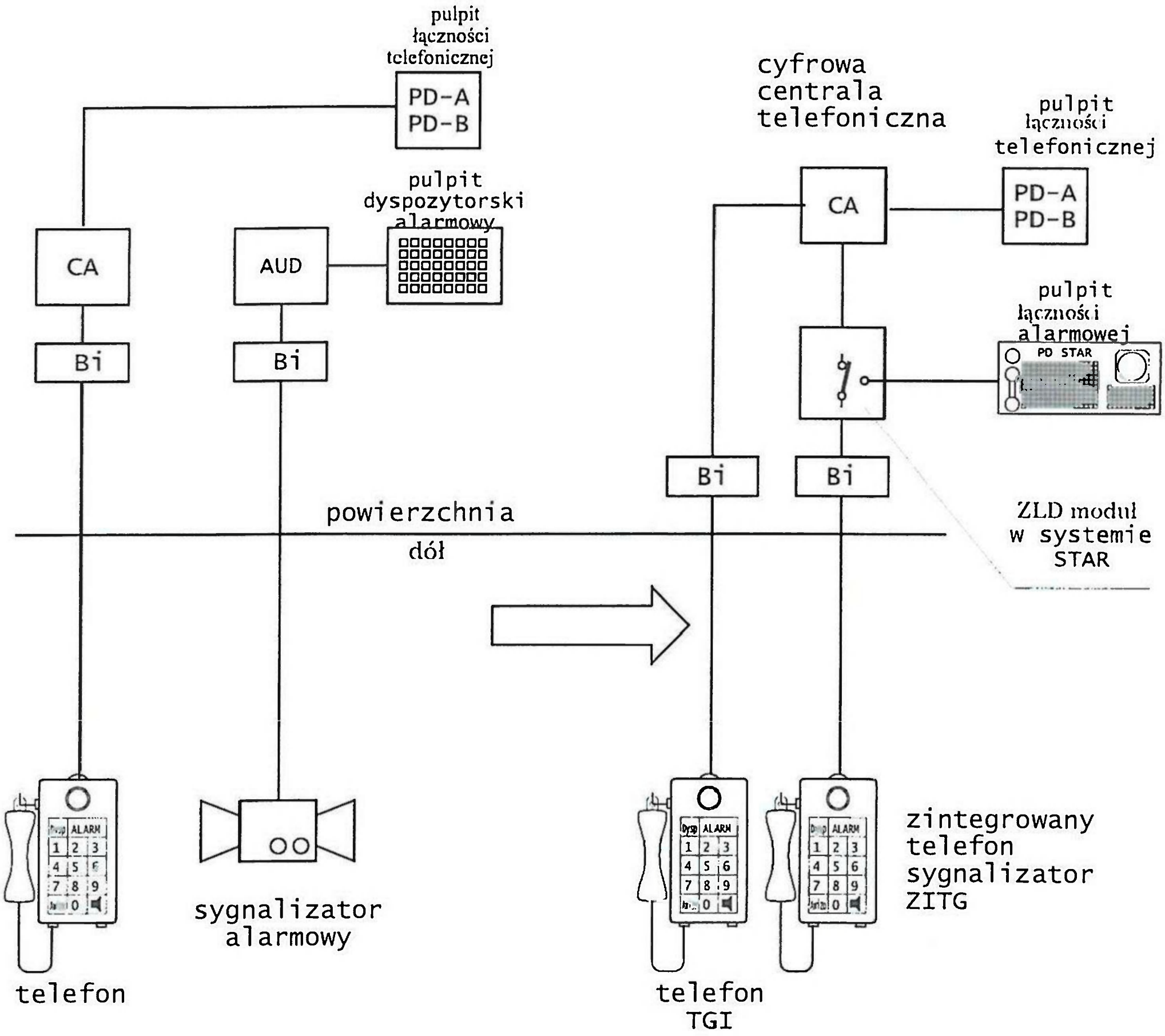
Eksploatowane w kopalniach **systemy dyspozytorskiej łączności alarmowej** mogą wystąpić w dwóch układach (rys. 2):

— autonomicznych central głośnomówiącej alarmowej łączności fonicznej zwanych alarmowymi urządzeniami dyspozytorskimi (AUD-80),
— zintegrowanych (z łącznością ogólnozakładową — CA) systemów łączności telefonicznej i głośnomówiącej alarmowo-rozgłoszeniowej typu STAR składających się z pulpitów dyspozytorskich (2 sz.) PD-STAR, stojaków barier iskrobezpiecznych (SSI-STAR),



Rys. 1. Schemat blokowy nowego systemu telekomunikacyjnego kopalni

Fig. 1. Block diagram of new telecommunication system of mining



Rys. 2. Zasada integracji systemów łączności telefonicznej i ałarmowej

Fig. 2. Rule of integrating telephone communication systems and alarm systems

stojaków liniowo dyspozytorskich (SLD-STAR) umożliwiających między innymi współpracę z centralą cyfrową abonencką, a w części dołowej z urządzeń typu ZITG (zintegrowany iskrobezpieczny telefon sygnalizator górniczy).

Widok zintegrowanego telefonu sygnalizatora alarmowego typu ZITG (TELVIS Katowice) z systemu STAR przedstawiono na fotografii 1.

Przez te właśnie systemy dyspozytor kopalni z reguły otrzymuje informację o zagrożeniu w zakładzie górniczym. Oceniając stan zagrożenia podejmuje on decyzję o ogłoszeniu alarmu dla kopalni. Wykorzystując system alarmowy AUD względnie STAR powiadamia załogę o zaistniałym niebezpieczeństwie. W dalszej fazie kierowanie akcją jest realizowane przez kierownika ruchu zakładu górniczego ze specjalnego pomieszczenia zwanego pomieszczeniem „kierownika akcji".

W prowadzeniu akcji ratowniczej pomaga kilkuosobowy zespół doradców pracujący w pomieszczeniu zwanym pomieszczeniem „sztabu akcji". Akcję ratowniczą na dole kopalni prowadzi się z utworzonej do tego celu bazy ratowniczej zlokalizowanej w pobliżu strefy zagrożenia. Z bazy ratowniczej kierowane są do strefy zagrożenia zastępy ratownicze.



Fot. 1. Widok zintegrowanego telefonu sygnalizatora typu SITG z systemu STAR

Phot. 1. View of integrated telephone signaller ZITG from STAR alarm system

Tak więc dla sprawnego prowadzenia akcji należy zapewnić łączność pomiędzy:
— kierownikiem akcji,
— dyspozytorem kopalni,
— sztabem akcji ratowniczej,
— awizem centrali telefonicznej ogólnozakładowej,
— bazą (bazami) na dole kopalni,
— zastępami ratowników.

2. Łączność bazy z zastępami ratowniczymi

Zastępy ratownicze dla łączności z bazą na dole wykorzystują iskrobezpieczne urządzenia lokalnej łączności ratowniczej. Dostępne są obecnie:
— przewodowe urządzenia łączności ratowniczej typu UŁR,
— bezprzewodowe urządzenia łączności ratowniczej — system GABI'98 z radiotelefonem GP 900 Ex firmy Motorola i koncentrycznym kablem promieniującym wykorzystywanym jako tor dla sygnału w.cz.,
— zintegrowany system wspomagania akcji ratowniczych typu SWAR-1 (EMAG Katowice), integrujący system łączności fonicznej GABI z kamerą i zespołem czujników osobistych ratownika dostarczających informacji o parametrach fizycznych i chemicznych atmosfery oraz o stanie ratownika.

W uwagi na warunki środowiskowe podziemi kopalń (ograniczone poprzeczne wymiary wyrobisk, znikomą propagację fal elektromagnetycznych w wyrobiskach korytarzowych i dobre oznaczenie drogi powrotu do bazy) zastępy korzystają najczęściej z przewodowych urządzeń łączności ratowniczej (UŁR). Zastępowy jest wyposażony w aparat telefoniczny ratownika AR (przetwornik elektroakustyczny dwukierunkowego działania). Aparaty AR (rys. 1) z prze-

wodem (na którym zamocowane są specjalne kleszcze) zakończonym wtyczką, połączone są (torem dwuprzewodowym rozwijanym z zasobnika bębnowego) z aparatem bazy. Łączność pomiędzy abonentami odbywa się w systemie simplex z tym, że funkcję sterującą kierunkiem sygnałów spełnia aparat bazowy. Dla umożliwienia nasłuchu rozmów prowadzonych pomiędzy bazą, a zastępami ratowników, aparat bazowy połączony jest z aparatem sztabowym (AS) zainstalowanym na powierzchni. Aparaty AS i AB połączone są najczęściej z wykorzystaniem tzw. par pożarowych. W każdym telekomunikacyjnym kablu górniczym zainstalowanym w kopalni wydzielone są tory (skrosowane na całej długości linii) przeznaczone są dla prowadzenia akcji ratowniczych. Aparat sztabowy na powierzchni znajduje się zawsze w stanie nasłuchu, przy czym sygnał z linii dołowej jest kierowany na urządzenia odsłuchowe (nasłuch baz w pomieszczeniach kierownika akcji, sztabu i kopalnianej stacji ratowniczej) i automatyczne urządzenia nagrywające.

Radiowy system łączności ratowniczej typu GABI'98 dla propagacji fali elektromagnetycznej w wyrobiskach podziemnych, w których poruszają się zastępy ratownicze, wykorzystuje kabel koncentryczny z nieszczelnym oplotem (tzw. kabel promieniujący, kabel „cieknący"). System ten składa się z trzech podstawowych urządzeń:

— radiotelefonu bazowego (RB na rys. 3) z zasilaczem iskrobezpiecznym Z,
— kabla koncentrycznego promieniującego nawiniętego na bęben kablowy umożliwiający rozciągnięcie przewodu wzdłuż drogi, gdzie poruszają się zastępy ratowników i wzmacniaczy liniowych (regeneratorów) współpracujących z kablem koncentrycznym, zainstalowanych w bębnach kablowych (W),
— radiotelefonu przenośnego, osobistego (R) ratownika.

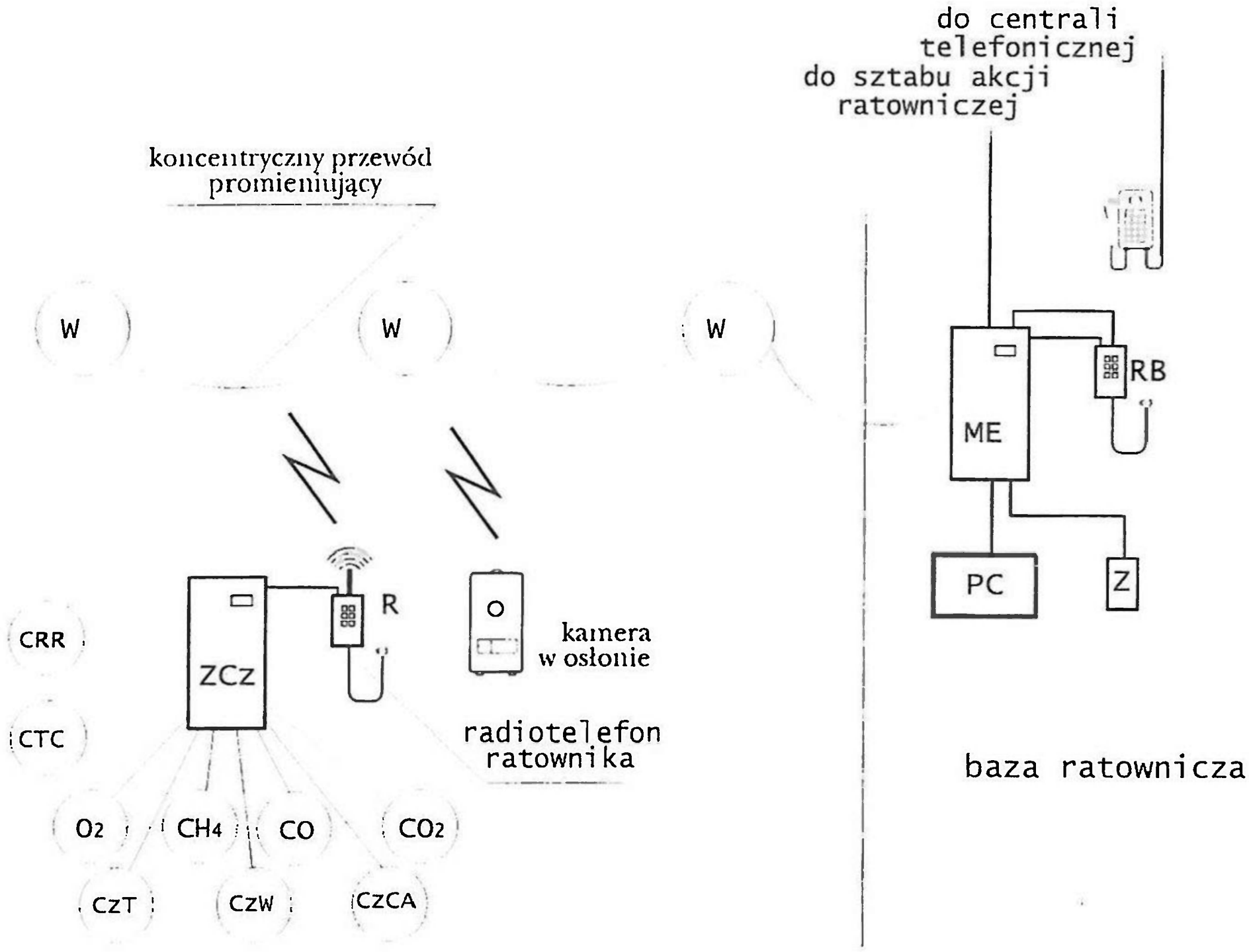
Radiotelefon bazowy typu GP 900 Ex firmy Motorola pracujący w pasmie 136—174 MHz został zamocowany w specjalnej obudowie metalowej i jest przystosowany do:

— współpracy z kablem koncentrycznym (typu RG58 C/U o parametrach: tłumienie jednostkowe 0,17dB/m impedancja 0,08 Ω/m),
— współpracy z symetryczną linią transmisyjną dla transmisji sygnału audio (w istniejących w kopalni kablach telekomunikacyjnych) na powierzchnię do aparatu sztabowego AS celem umożliwienia odsłuchu i nagrywania rozmów prowadzonych z telefonu bazowego,
— zasilania wzmacniaczy liniowych umieszczonych w bębnach kabla koncentrycznego.

Odległość pomiędzy wzmacniaczami liniowymi wynosi około 180 m i takie to odcinki kabla zostały nawinięte na standardowe bębny kablowe. Moc nadawcza radiotelefonu bazowego wynosi 20 mW (dla 136 MHz), a przenośnego 1 W. Czułość odbiornika radiotelefonu wynosi 0,35 μV.

Zintegrowany system wspomagania akcji ratowniczej SWAR-1 (rys. 3) oprócz bezprzewodowej łączności fonicznej (system GABI) umożliwia pomiar (w miejscu przebywania ratowników) i transmisję do bazy następujących parametrów:

— **wartości stężeń wybranych gazów w atmosferze** kopalnianej:
  - tlenu (O_2),
  - metanu (CH_4),
  - tlenku węgla (CO),
  - dwutlenku węgla (CO_2);



Rys. 3. Budowa systemu wspomagania akcji ratowniczej typu SWAR-1
R(B) — radiotelefon (bazowy) ruchomy, ME — moduł elektroniki w bazie, W — wzmacniacz liniowy, ZCz — zespół czujników, Z — zasilacz, CRR — czujnik ruchu ratownika, CTC — czujnik temperatury ciała ratownika, CzT — czujnik temperatury powietrza, CzW — czujnik wilgotności, CzCA — czujnik ciśnienia atmosferycznego

Fig. 3. Structure of assistance system type SWAR-1 for rescue action
R(B) — radiotelephone (base) motion, ME — mobile base station, W — line amplifier, ZCz — group of sensors, Z — power supply, CRR — motion sensor of rescuer, CTC — temperature sensor of rescuer body, CzT — air temperature sensor, CzW — humidity sensor, CzCA — atmospheric pressure sensor

— **wartości parametrów fizycznych atmosfery** w miejscu przebywania zastępu ratowniczego:
  - temperatury powietrza (CzT),
  - ciśnienia atmosferycznego (CzCA),
  - wilgotności względnej powietrza (CzW),
  - wartości parametrów świadczących o stanie ratownika:
  - czujnik ruchu ratownika (CRR) — czujnik przyśpieszenia z komparatorem,
  - czujnik temperatury ciała ratownika (CTC) — detektor PT 100;

— **obrazu z kamery wideo** zainstalowanej w hełmie ratownika.

Przesyłanie sygnałów z kamery wideo do przewodu promieniującego odbywa się drogą radiową. Przesyłanie sygnałów pomiarowych z zespołu czujników (ZCz) do modułu elektroniki (ME) w bazie następuje w oparciu o transmisję modemową z wykorzystaniem łącza radiowego i kodu DTMF automatycznie co 3 min. Poprzez radiotelefon ratownika (R) współpracujący z zespołem czujników możliwe jest przesłanie do bazy wszystkich podstawowych sygnałów pomiarowych z miejsca akcji. Na wyświetlaczu zespołu czujników wyświetlane są kolejno przez

3 sekundy wskazania każdego z czujników. Prowadzona jest także analiza tendencji zmian mierzonych wielkości, co jest sygnalizowane na wyświetlaczu odpowiednią strzałką. Ponadto wyróżnia się trzy tryby pracy zestawu czujników: normalny, transmisji awaryjnej i wzorcowania. Przekroczenie wartości progu alarmowego przez mierzoną wielkość powoduje włączenie sygnalizacji optycznej i akustycznej i natychmiastową transmisję tej informacji do bazy.

3. Wyposażenie pomieszczeń kierownika i sztabu akcji ratowniczej w środki łączności

Pomieszczenia kierownika i sztabu akcji ratowniczej wyposażone są w następujące środki łączności:

— aparaty telefoniczne kierownika (AKA) i sztabu akcji (ASzA),
— urządzenia do nagrywania rozmów,
— urządzenia odsłuchowe,
— aparaty sztabowe dołowego urządzenia łączności ratowniczej AS-UŁR.

Realizacja układu łączności ratowniczej może być wykonana na drodze:

— programowej przy wykorzystaniu istniejącej w kopalni cyfrowej centrali telefonicznej,
— sprzętowej poprzez instalację w kopalni specjalnie do tego celu wykonanej małej centrali abonenckiej.

3.1. Programowa realizacja układu łączności do kierowania akcjami ratowniczymi w zakładach górniczych

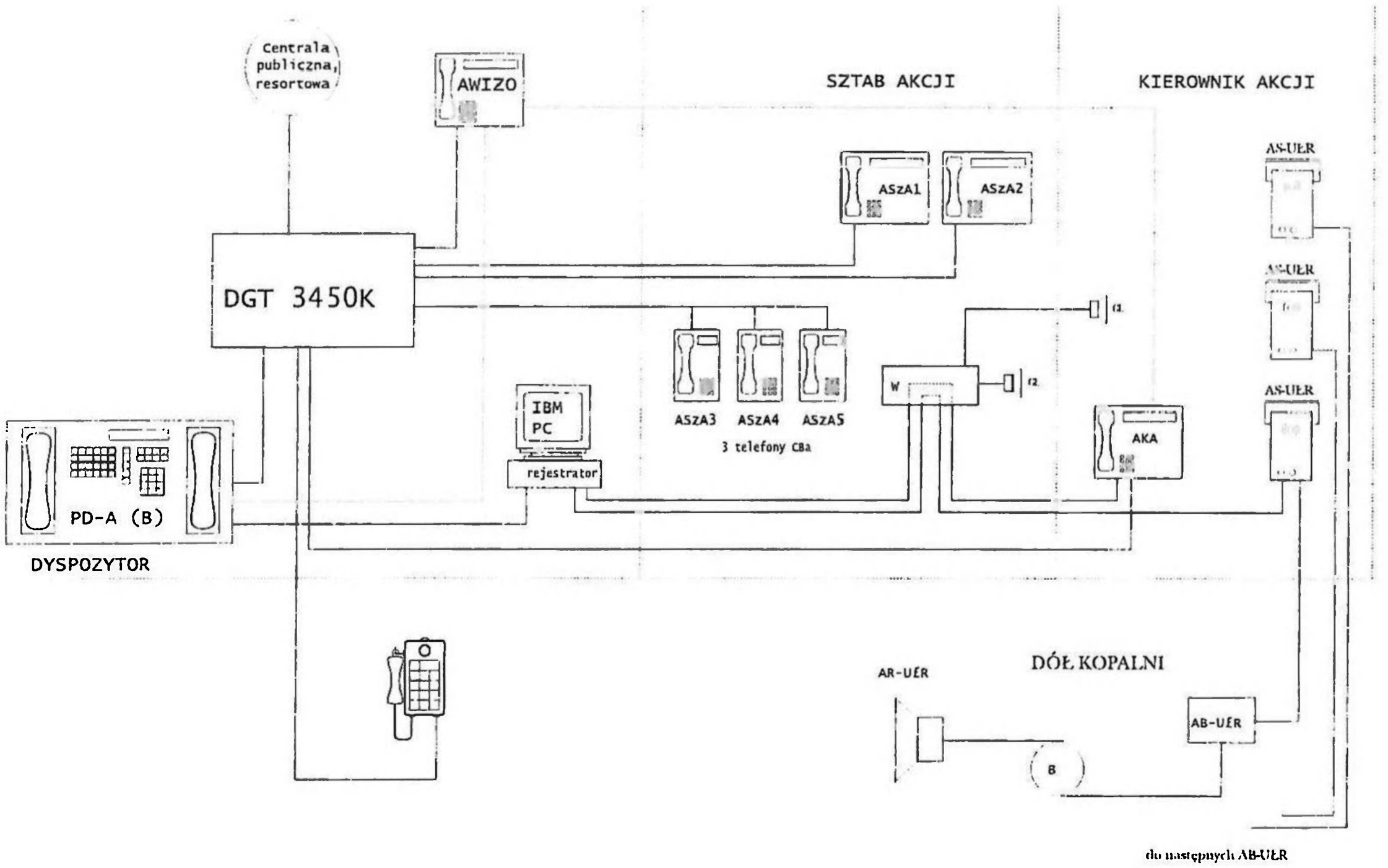
W przypadku gdy kopalnia eksploatuje cyfrową centralę abonencką możliwe jest zbudowanie systemu łączności dla prowadzenia akcji ratowniczych w zakładach górniczych przy wykorzystaniu tej centrali i telefonów systemowych ISDN. Jako przykład zostanie przedstawiona aplikacja polskiej cyfrowej centrali telefonicznej typu DGT 3450K (najpopularniejszej w kopalniach) jako system łączności typu KAR-DGT. Analogiczny system typu KAR-HICOM (przy wykorzystaniu centrali abonenckiej typu HICOM 300 firmy SIEMENS) został również dopuszczony przez WUG do stosowania w zakładach górniczych.

System łączności typu KAR-DGT do kierowania akcjami ratowniczymi jest systemem elastycznym i w dosyć znacznych granicach może być konfigurowany zgodnie z warunkami technicznymi występującymi w danej kopalni. Jest on oparty na centrali telefonicznej typu DGT 3450K oraz współpracujących z nią następujących urządzeniach:

— cyfrowy aparat systemowy DGT 3490C z możliwością nagrywania rozmów — zabudowany w pomieszczeniu **kierownika akcji** (aparat **AKA**),
— cyfrowe aparaty systemowe DGT 3490C zabudowane w pomieszczeniu **sztabu akcji** (minimum 2 sztuki) tzw. aparaty sztabu akcji **ASzA1**, **ASzA2** .....,
— aparaty telefoniczne CBa w pomieszczeniu **sztabu akcji ASzA3, ASzA4, ASzA5** (łącznie w pomieszczeniu sztabu akcji powinno być min. 5 telefonów),
— cyfrowy system dyspozytorskiej łączności telefonicznej zakładu górniczego typu DGT 3490D zabudowany w dyspozytorni kopalnianej,
— iskrobezpieczne dołowe aparaty telefoniczne typu CBa współpracujące z cyfrową centralą telefoniczną typu DGT 3450K w kopalni poprzez bariery iskrobezpieczne,

— kopalniane zintegrowane systemy telekomunikacyjne (np. STAR — o ile występuje w danym zakładzie górniczym),
— iskrobezpieczne urządzenia łączności telefonicznej ratowniczej typu UŁR (ELEKTROMETAL Cieszyn), GABI-98 (AKSEL Rybnik) względnie inne dopuszczone do stosowania dla potrzeb łączności fonicznej pomiędzy bazą i zastępami ratowniczymi w zakładach górniczych,
— zestaw wzmacniający i głośnikowy ZG umożliwiający wzmocnienie i nasłuch baz (z systemu łączności ratowniczej GABI'98, lub UŁR) oraz kierownika akcji,
— wielokanałowy rejestrator rozmów umożliwiający rejestrowanie, odtwarzanie i archiwizowanie rozmów telefonicznych prowadzonych w czasie akcji ratowniczej.

Przykład schematu blokowego systemu łączności telefonicznej do kierowania akcjami ratowniczymi typu KAR-DGT przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 4. Przykładowy schemat blokowy systemu łączności typu KAR-DGT zrealizowany przy wykorzystaniu centrali ogólnozakładowej
IBM PC — rejestrator rozmów, W — wzmacniacz sygnałów akustycznych z aparatu AKA i UŁR, PD-A (B) — pulpit A (B) łączności dyspozytorskiej, AKA, ASzA1 oraz ASzA2 telefony cyfrowe systemowe, Gł — głośnik wzmacniacza sygnałów akustycznych aparatu AKA względnie UŁR, AS-UŁR — aparat sztabowy UŁR, AB-UŁR — aparat bazowy, AR-UŁR — aparat ratownika, B— bęben kablowy

Fig. 4. The example block diagram of KAR-DGT communication system realized with whole industry telecommunication central
IBM PC — conversation recorder, W — amplifier of acoustics signals from telephone AKA (UŁR), PD-A (B) — desktop A (B) of dispatcher telephone communication, AKA, ASzA1 and ASzA2 digital (ISDN) telephones, Gł — loudspeaker of acoustics signals amplifier of device AKA (UŁR), AS_UŁR — headquarters telephone UŁR, AB-UŁR — base telephone, AR-UŁR rescuer telephone, B — cable barrel

Cyfrowy rejestrator rozmów telefonicznych oparty na bazie jednostki centralnej IBM PC, jest urządzeniem pozwalającym na zastąpienie wielokanałowego magnetofonu. Wydzielona linia telefoniczna pomiędzy awizem centrali, a dyspozytorem kopalni, tzw. **„linia pożarowa”,** jest oprogramowana i oznaczona na cyfrowych pulpitach dyspozytorskich jako tzw. **„łącze alarmowe”**. Wszystkie rozmowy prowadzone przy wykorzystaniu łącza alarmowego są nagrywane.

W czasie prowadzenia akcji ratowniczej kierownik akcji jest wyposażony w cyfrowy aparat systemowy „**AKA**”, za pomocą którego utrzymuje łączność bezpośrednią z:

— awizem centrali telefonicznej i dyspozytorem zakładu górniczego,
— poszczególnymi aparatami telefonicznymi sztabu akcji ASzA1 — ASzA5,
— kierownikiem akcji (baz) na dole za pośrednictwem wydzielonych „par bazowych”,
— kopalnianą stacją ratownictwa górniczego,
— innymi abonentami w zależności od określonych potrzeb kierownika akcji (np. głównym mechanikiem, elektrykiem, nadsztygarem d/s. szybowych, działem mierniczo-geologicznym).

Posiada on również urządzenia umożliwiające nasłuch rozmów prowadzonych w bazie akcji ratowniczej; może to być np. aparat sztabowy (AS-UŁR) urządzenia łączności ratowniczej UŁR, który umożliwia nasłuch i rejestrację rozmów prowadzonych w bazie.

Pomieszczenie sztabu akcji powinno być wyposażone w następujące urządzenia:

— aparaty telefoniczne systemowe **ASzA** typu DGT 3490C (cyfrowy) minimum 2 sztuki,
— aparaty telefoniczne analogowe CBa min. 3 sztuki,
— urządzenie umożliwiające nasłuch rozmów prowadzonych w bazie na dole oraz z aparatu AKA; jest to np. czterokanałowy wzmacniacz akustyczny z zestawem głośników.

Jako telefony CBa proponuje się stosowanie telefonów dwuliniowych. Jedna z tych linii to bezpośrednie łącze CB do kierownika akcji, a druga to łącze abonenckie CBa do centrali kopalnianej. Aparaty telefoniczne sztabowe podłączone są pod wyznaczone w centrali DGT 3450K numery telefoniczne używane wyłącznie dla potrzeb akcji ratowniczej.

3.2. System KAR jako wydzielona centrala abonencka

W kopalniach eksploatujących starsze typy central ogólnozakładowych dla celów kierowania akcjami ratowniczymi stosuje się oddzielne centrale abonenckie o pojemności do kilkadziesiąt NN. Centrale te w czasie gdy nie prowadzi się akcji ratowniczych wykorzystuje się z reguły jako wydzielone systemy łączności lokalnej dla potrzeb kierownictwa kopalni. Jako przykład można wymienić dopuszczony przez WUG system łączności do kierowania akcjami ratowniczymi w zakładach górniczych typu KAR-97T. Został on zbudowany w oparciu np. o centralę telefoniczną typu KX-TD1232 (Panasonic), względnie HICOM 130 (Siemens).

System KAR-97T (TRANZTEL Kobiór) oparty jest na wykorzystaniu aparatów systemowych tych central, specjalnie do tego celu skonstruowanych urządzeń nasłuchu rozmów oraz jako rejestratora rozmów — wielowejściowego programowalnego urządzenia cyfrowego wyposażonego w szuflady wymiennych dysków twardych i manipulator wyposażony w wyświetlacz alfanumeryczny i klawiaturę do obsługi urządzenia.

Aparat akcyjny dyspozytora (AAD) w pomieszczeniu dyspozytorni zakładu spełnia rolę aparatu pożarowego. Telefon ten jest jednocześnie przypisany poprzez styki układu prze-

łącznika do portu centrali odpowiadającemu kierownikowi akcji ratowniczej (KAR) oraz do układu rejestracji rozmów. W chwili przejęcia kierowania akcją przez KAR i uaktywnienia aparatu AKA, następuje przełączenie tego aparatu do pomieszczenia kierownika akcji.

Aparat kierownika akcji AKA ma programowo przydzielone linie na przyciskach liniowych:

— 2 łącza: do awiza dołowego kopalnianej centrali telefonicznej (specjalne łącze ratownicze) i do centrali kopalnianej,
— 5 łączy do aparatów sztabowych (ASzA) w pomieszczeniu sztabu akcji,
— 3 łącza do aparatów akcyjnych dyspozytora kopalni, dyspozytora metanometrii i kopalnianej stacji ratownictwa górniczego.
— 3 łącza do aparatów akcyjnych kierowników baz w podziemiach kopalń oraz
— łącza rezerwowe, zależnie od potrzeb, dla połączeń z kierownikami działu wentylacji, stacji tąpań itp.

System KAR-97T wyposażony jest również w układ priorytetu rozmowy z aparatów telefonicznych baz ratowniczych. W momencie podniesienia mikrotelefonu w aparacie dołowym bazy zostaje „wysyłany" w linię sygnał w systemie DTMF, który jest rozróżniany przez centralę. Powoduje to przy próbie połączenia, gdy aparat kierownika akcji ratowniczej jest zajęty, uruchomienie w centrali funkcji „oferowania" rozmowy. Kierownik akcji otrzymuje w tym momencie na swoim aparacie AKA informację akustyczną i optyczną o próbie połączenia z bazy.

4. Wnioski

Dotychczasowe doświadczenia z eksploatacją systemów KAR dla prowadzenia akcji ratowniczych w zakładach górniczych potwierdziły ogromną ich przydatność szczególnie wtedy, gdy w czasie normalnego funkcjonowania kopalni system jest na co dzień eksploatowany (np. jako łączność kierownictwa zakładu górniczego). Kierownictwo zakładu nie powinno wtedy korzystać z innej centrali łączności lokalnej.

W kopalniach, gdzie stosuje się centrale cyfrowe nie powinno się budować wydzielonych central abonenckich przeznaczonych tylko dla celów łączności ratowniczej. Brak codziennego wykorzystywania tych central powoduje trudności we właściwymi ich opanowaniu przez kierownika akcji ratowniczej w czasie jej prowadzenia. Należy w tym przypadku korzystać z takich samych telefonów systemowych ISDN w jakie wyposażone są pomieszczenia biurowe kierownictwa kopalni.

Zespół czujników wraz z kamerą wideo stanowiący wyposażenie zintegrowanego systemu telekomunikacyjnego wspomagania akcji ratowniczych typu SWAR-1 znacząco wpłynie na wzrost bezpieczeństwa zastępu ratowniczego. Umożliwi on podejmowanie szybkich i trafnych decyzji przez kierownika akcji, lepszą ocenę stopnia zagrożenia ludzi pracujących w ekstremalnie trudnych warunkach.

Należy jednak przy tym zwrócić uwagę, że w łączności dołowej w czasie prowadzenia akcji pomimo stworzonych możliwości technicznych dla wykorzystania łączności bezprzewodowej, znaczna część zastępów ratowniczych korzysta z przewodowych środków łączności fonicznej.

Literatura

[1] Ustawa z dnia 4 lutego 1994 r. Prawo geologiczne i górnicze. Dz.U. nr 27 z 1994 r. poz. 96 z późniejszymi zmianami (27.07.2001 r).
[2] Rozporządzenie Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 14 kwietnia 1995 r. „w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu i specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych". Dz.U. nr 67 z 1995 r. poz. 96.
[3] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 30.11.99 r. zmieniające rozporządzenie „w sprawie organizacji, zadań i wyposażenia ratownictwa górniczego przedsiębiorcy i podmiotu zawodowo trudniącego się ratownictwem górniczym oraz prowadzenia akcji ratowniczych". Dz.U. nr 2 z 2000 r. poz. 24.
[4] Wytyczne wyposażenia w środki łączności pomieszczeń sztabu i kierownika akcji ratowniczej w kopalniach. Prace Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śl. Gliwice, 1993 r.
[5] Wojaczek A., Miśkiewicz K., 1994: *Środki łączności do kierowania akcjami ratowniczymi w zakładach górniczych.* Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa (MiAG) nr 5—6.
[6] Michalunio A., Wojtas P., 2001: *Nowe możliwości zabezpieczenia ratowników w trakcie prowadzenia akcji w szczególnie trudnych warunkach.* MiAG nr 9.

Integrated systems of communication for leading rescue actions in mining

Abstract

Important part of security system and proper leading rescue action in mining are new telecommunications systems. In this lecture are described communication devices, which are provided in mining emergency center, and also rescue troops in underground mining. New technology enables creating of the integrated communications systems for leading rescue actions in underground mining industries. Integration is possible both in hardware and programming way.

Sesja IV
Drogi obniżenia kosztów wydobycia w kopalniach

Session IV
Ways of mining cost reduction

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 941—958

Jerzy ANTONIAK
Politechnika Śląska, Gliwice

Sposoby zmniejszenia energochłonności odstawy urobku i podwyższenia trwałości zespołów oraz elementów przenośników taśmowych

Słowa kluczowe

Przenośniki taśmowe o zmniejszonej energochłonności–odstawy urobku i podwyższonej trwałości zespołów i elementów

Streszczenie

W 2001 roku łączna długość przenośników taśmowych zainstalowanych w kopalniach węgla kamiennego wynosiła około 630 km. Zastępowały one z powodzeniem transport urobku kopalnianą koleją i w uzasadnionych przypadkach ciągnienie urobku wyciągami szybowymi. Średnia moc przypadająca na 1 m długości przenośnika poziomego z taśmą szerokości 1,2 m wynosi około 0,175 kW/m, a dla wznoszącego z taśmą szerokości 1,4 m dochodzi do 0,42 kW/m, co daje szacunkową łączną moc zainstalowaną w napędach rzędu kilkuset MW. Ocenia się, że możliwe jest zmniejszenie energochłonności odstawy urobku o około 10% poprzez odpowiednie zabiegi organizacyjne, technologiczne i zmianę budowy przenośników taśmowych. Zmniejszeniu energochłonności odstawy urobku towarzyszy jednoczesne podwyższenie trwałości zespołów i elementów przenośników. Przedstawienie tych zabiegów z uwzględnieniem najnowszej techniki przenośnikowej jest celem artykułu. Prace kończą wnioski o znaczeniu teoretycznym i praktycznym.

1. Górnicze przenośniki taśmowe

Przenośniki taśmowe dzięki swoim licznym i cennym zaletom, a zwłaszcza dzięki budowie o wysokiej wytrzymałości, trudno palnych i antystatycznych taśm stały się powszechnym środkiem odstawy urobku w podziemnych kopalniach węgla kamiennego oraz zakładach wydobywczych innych surowców. Ocenia się, że w krajowych kopalniach odkrywkowych węgla brunatnego zainstalowanych jest około 270 km przenośników taśmowych, w kopalniach podziemnych rudy miedzi 130 km i węgla kamiennego 605 km (2001 r.). Sumaryczna długość przenośników taśmowych zainstalowanych w podziemiach kopalń węgla kamiennego (tab. 1) stale maleje i aktualnie stanowi 1/3 długości przenośników pracujących w 1989 r.

Spadek sumarycznej długości przenośników wynika z szeroko pojętej restrukturyzacji kopalń węgla kamiennego oraz z postępującej koncentracji wydobycia ze ściany. Do napędu tych

Tabela 1. Sumaryczna długość przenośników taśmowych w kopalniach węgla kamiennego

Table 1. Total length of the belt conveyors in the underground coal mines)

Rok	Długość przenośników taśmowych [km]	Rok	Długość przenośników taśmowych [km]	Rok	Długość przenośników taśmowych [km]
1989	1 799	1994	1 508	1999	651
1990	1 646	1995	1 491	2000	616
1991	1 612	1996	1 472	2001	605
1992	1 605	1997	985		(bez kopalni Bogdanka S.A.)
1993	1 562	1998	945		

przenośników wykorzystywane są silniki elektryczne indukcyjne z wirnikiem klatkowym na napięcie 500 lub 1000 V o łącznej mocy kilkuset megawatów. W górnictwie podziemnym najczęściej stosuje się przenośniki z taśmą szerokości 1,2 m, sporadycznie z taśmą szerokości 1,0 m, a coraz częściej przenośniki z taśmą szerokości 1,4 m. Dotychczas najdłuższe przenośniki zainstalowane były w KWK Bogdanka — 2,45 km oraz w KWK Piast — 2,156 km; obecnie w KWK Mysłowice zainstalowano przenośnik długości 2,7 km. Dużą grupę stanowią przenośniki długości od 1 do 2 km. Coraz częściej stosuje się przenośniki krzywoliniowe i z załamaniem przestrzennym (Antoniak 2001).

Efektywność odstawy urobku przenośnikami jest wysoka w porównaniu z innymi środkami transportu (tab. 2). W ocenie efektywności transportu posłużono się tzw. współczynnikiem strat transportu, który jest stosunkiem mocy napędów zużywanej na pokonanie oporów tarcia (ruchu) do pracy transportu. Praca ta jest zdefiniowana jako iloczyn całkowitej masy przetransportowanego materiału i średniej prędkości transportu.

Jak wynika z tabeli 2, transport urobku przenośnikami taśmowymi na średnie odległości jest bardzo efektywny w porównaniu z innymi środkami transportu. Jednak koszty energii elektrycznej, wynoszące od 35—45% kosztów eksploatacji przenośników, wpływają na koszty produktu końcowego. W związku z tym na całym świecie prowadzi się intensywne prace naukowe, badawcze oraz techniczne, mające na celu zmniejszenie energochłonności transportu (Greune 1989). Dotyczy to zwłaszcza długich przenośników poziomych oraz przenośników opadających.

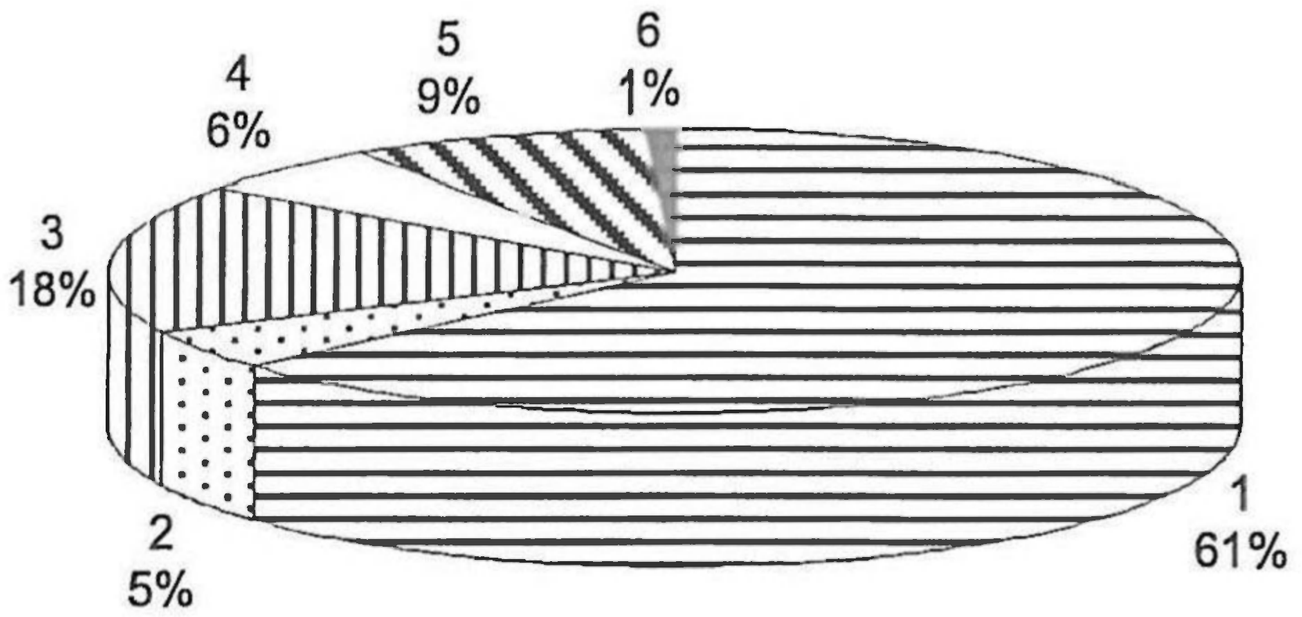
Energia elektryczna pobierana z sieci elektroenergetycznej przez silniki napędu jest zużywana na pokonanie różnorodnych oporów ruchu przenośnika taśmowego, których znajomość

Tabela 2. Wartości współczynnika strat transportu

Table 2. Loss factors of transport for continuous and discontinuous transport systems

Wyszczególnienie	Środki transportu			
	ciągłe		przerywane	
	przenośniki taśmowe	przenośniki pneumatyczne	kolej szynowa	pojazdy oponowe
Współczynnik strat transportu	0,01—0,1	~10	~0,01	0,05—0,1

pozwala podjąć działania ograniczające ich energochłonność. Opory te podano w tabeli 3 (Antoniak 1992). W przenośnikach poziomych o średniej i dużej długości na pokonanie głównych oporów ruchu idzie od 85 do 95% zużywanej na ruch energii elektrycznej. Rozkład oporów ruchu w ciężkim poziomym przenośniku taśmowym długości około 1 km przedstawia rysunek 1.



Rys. 1. Procentowy rozdział poszczególnych oporów ruchu w długim poziomym przenośniku taśmowym
1 — opór wgniatania taśmy, 2 — opór przeginania taśmy, 3 — opór falowania urobku, 4 — opory obracania krążników, 5 — opory skupione, 6 — opory dodatkowe

Fig. 1. Percentile distribution of the individual motion resistances of long horizontal heavy belt conveyor

Tabela 3. Zestawienie oporów ruchu przenośników taśmowych

Table 3. Principal motion resistances of the belt conveyor

Opory główne występujące wzdłuż długości przenośnika:
— opory obracania krążnika wywołane ułożyskowaniem, uszczelnieniem i smarem
— opory obracania krążnika wywołane różnego typu skośną nieosiowością
— opory wgniatania taśmy
— opory przeginania taśmy
— opory falowania urobku
Opory nachylenia:
— spowodowane podnoszeniem urobku (dodatnie)
— spowodowane opuszczaniem urobku (ujemne)
Opory skupione:
— opór zginania taśmy na bębnach
— opory w łożyskach i uszczelnieniach bębnów
— opory tarcia i skrobania urządzeń czyszczących taśmę
— opory tarcia urobku o listwy boczne w miejscu załadunku
— opory bezwładności przyspieszanego urobku w miejscu załadunku
Opory dodatkowe występujące lokalnie nie we wszystkich przenośnikach:
— opory prowadzenia taśmy na krążnikach z wyprzedzeniem
— opory wywołane przeładunkiem urobku na bębnowych napędach pośrednich
— opory odwracania taśmy
— opory zgarniaka urobku
— opory tarcia i bezwładności w pośrednich punktach załadowczych urobku na taśmę

2. Zależności matematyczne opisujące opory główne

W obliczeniowej metodzie oporów jednostkowych opór główny W_g przenośnika taśmowego wyraża się zależnością

$$W_g = \sum W_{ok} + W_{tt} \qquad N/zestaw$$

gdzie:

W_{ok} — opór obracania krążnika, N,

W_{tt} — opór tarcia toczenia, który jest sumą oporu wgniatania taśmy , przeginania taśmy i falowania urobku , N.

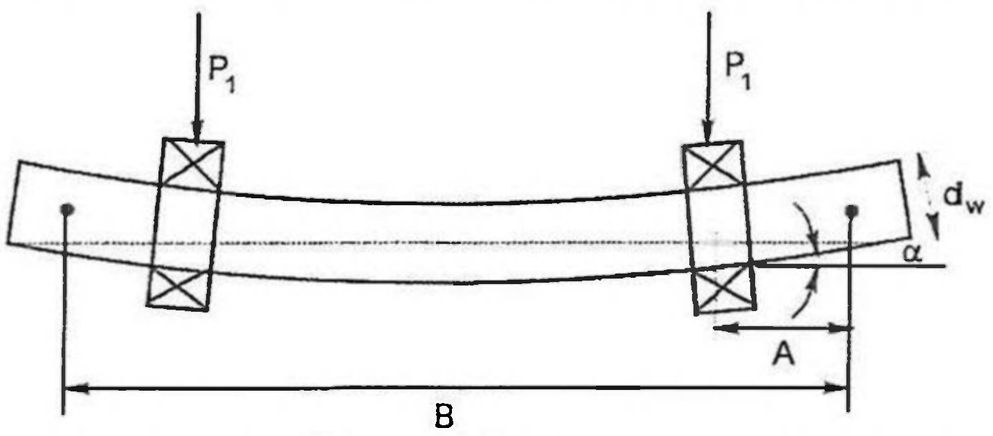
Opory te należy określić dla gałęzi ładownej i powrotnej przenośnika.

Ważne znaczenie w zmniejszeniu oporów głównych, a więc w zapewnieniu wysokiej energooszczędności odstawy urobku, ma opór obracania krążników. Dla jednego krążnika o znanej konstrukcji opór ten jest sumą oporów jednostkowych, a więc: oporu bezwładności krążnika, oporu obracania krążnika niezależnego od obciążenia zewnętrznego, oporu obracania krążnika zależnego od obciążenia zewnętrznego i oporu obracania wywołanego uszczelnieniem krążnika (Lodewijks 1999).

Wzory szczegółowe podano w tabeli 4.

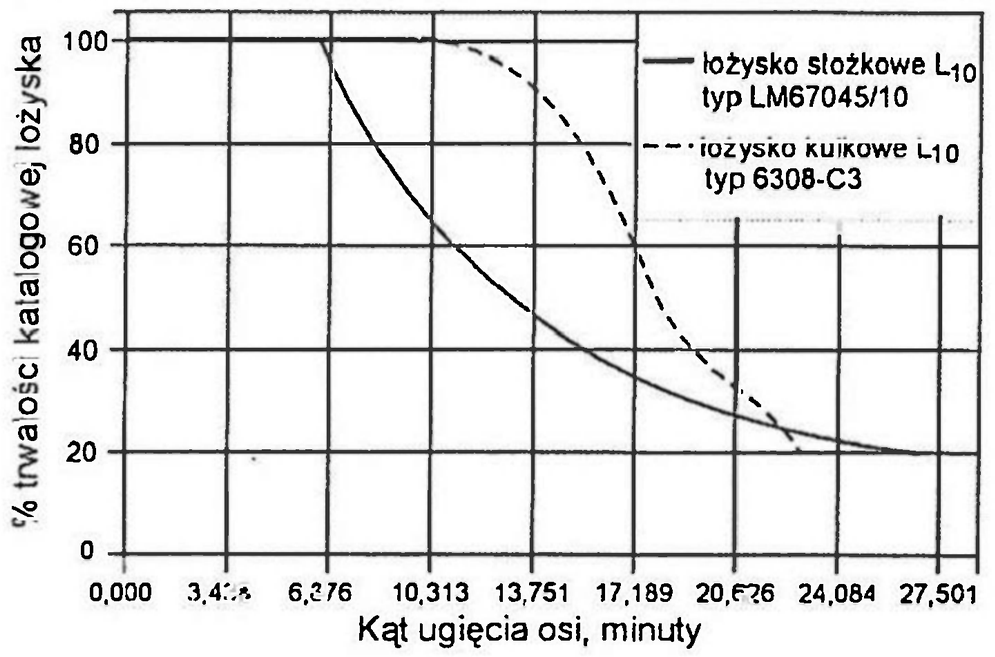
Tabela 4. Podstawowe zależności do obliczenia oporów ruchu krążnika

Table 4. Mathematical relationship for calculation of the idler motion resistances

Opór bezwładności krążnika $W_{ok\,bez} = m_{red}\frac{\partial^2 u}{\partial t^2} = \frac{1}{2R^2}\cdot\rho\cdot\pi\cdot b_k\cdot(R^4 - r^4)\cdot\frac{\partial^2 u}{\partial t^2}$ N/krążnik
Opór obracania niezależny od obciążenia zewnętrznego $W_{ok\,d} = \frac{2\cdot M_o}{R} = \frac{2}{R}\cdot 10^{-7} f_o\cdot(\nu\cdot n)^{\frac{2}{3}}\cdot d_{śr}^3$ N/krążnik
Opór obracania krążnika zależny od obciążenia zewnętrznego $W_{ok\,sz} = \frac{2\cdot M_l}{R} = \frac{2}{R}\cdot f_l\cdot P_l\cdot d_{śr}$ N/krążnik
Opór obracania wywołany uszczelnieniem krążnika (formuła empiryczna) $W_{ok\,u} = \frac{2\cdot M_u}{R} = \frac{2}{R}\cdot 10^{-3}\left[\left(\frac{d_w + d_z}{0{,}0020}\right)^2 + 10\right]$ N/krążnik
 $tg\alpha = \frac{P_l\cdot A\cdot(B - 2A)}{2\cdot E\cdot I}$ $I = \frac{\pi}{64}\cdot d_w^4,\quad cm^4$ E — moduł Young'a, N/cm^2

cd. tabcli 4

cont. tablc 4



$$W_{ok} = W_{ok\ bcz} + W_{ok\ d} + W_{ok\ sz} + W_{ok\ u} \qquad \text{N/krążnik}$$

Moc na pokonanic oporów tarcia: $N_{ok} = 2(M_o + M_1 + M_u) \cdot \frac{n}{9500}$ W

Momcnt tarcia łożyska

$$M = M_o + M_1 = \mu \cdot P_w \cdot \frac{d_{śr}}{2} \quad \text{N} \cdot \text{mm}$$

$$P_w = \sqrt{P_{pr}^2 + P_{os}^2}$$

N — obciążcnic wypadkowc łożyska

Wzory uproszczonc

$$W_{ok} = a + b \cdot v \qquad \text{N/krążnik}$$

$$W_{ok} = (1 + 0{,}3 \cdot v) \cdot \frac{D}{0{,}133} \qquad \text{N/krążnik}$$

Oznaczcnia

R, r — promicń zcwnętrzny i wcwnętrzny krążnika, mm,

bB_k — szcrokość krążnika, mm,

ρ — gęstość stali, kg/mm^3,

$\partial^2 u/\partial t^2$ — przyspicszcnie osiowc taśmy, mm/s^2,

$$d_{śr} = 0{,}5(d_w + d_z), \quad \text{mm}$$

d_w, d_z — średnica zcwnętrzna i wcwnętrzna łożyska, mm,

ν — lcpkość kincmatyczna matcriału smarncgo mm^{2}s^{-1},

n — liczba obrotów, 1/min,

f_o — współczynnik zależny od typu łożyska i smarowania (od 1 do 2),

D_w, d_z, R wc wzorzc na $W_{ok\ u}$ w m,

f_1 — współczynnik(5—9) $\cdot 10^{-4}(P_o/C_o)^{0,55}$,

μ — współczynnik tarcia (dla łożysk kulkowych poprzcccznych z uszczclnicnicm wargowym lub szczclinowym od 0,0015 do 0,002),

P_{pr}, P_{os} — siły promicniowa i osiowa obciążającc łożysko, N,

C_o — statyczna nośność bazowa, N,

P_o — obciążcnic równoważnc łożyska , N,

X_o, Y_o — współczynniki podawanc w tablicach łożysk,

v — prędkość taśmy, m/s,

D — średnica krążnika, m,

a, b — stałc: a = 0,6 do 1,1 N; b = 0,2 do 0,8 N·s/m,

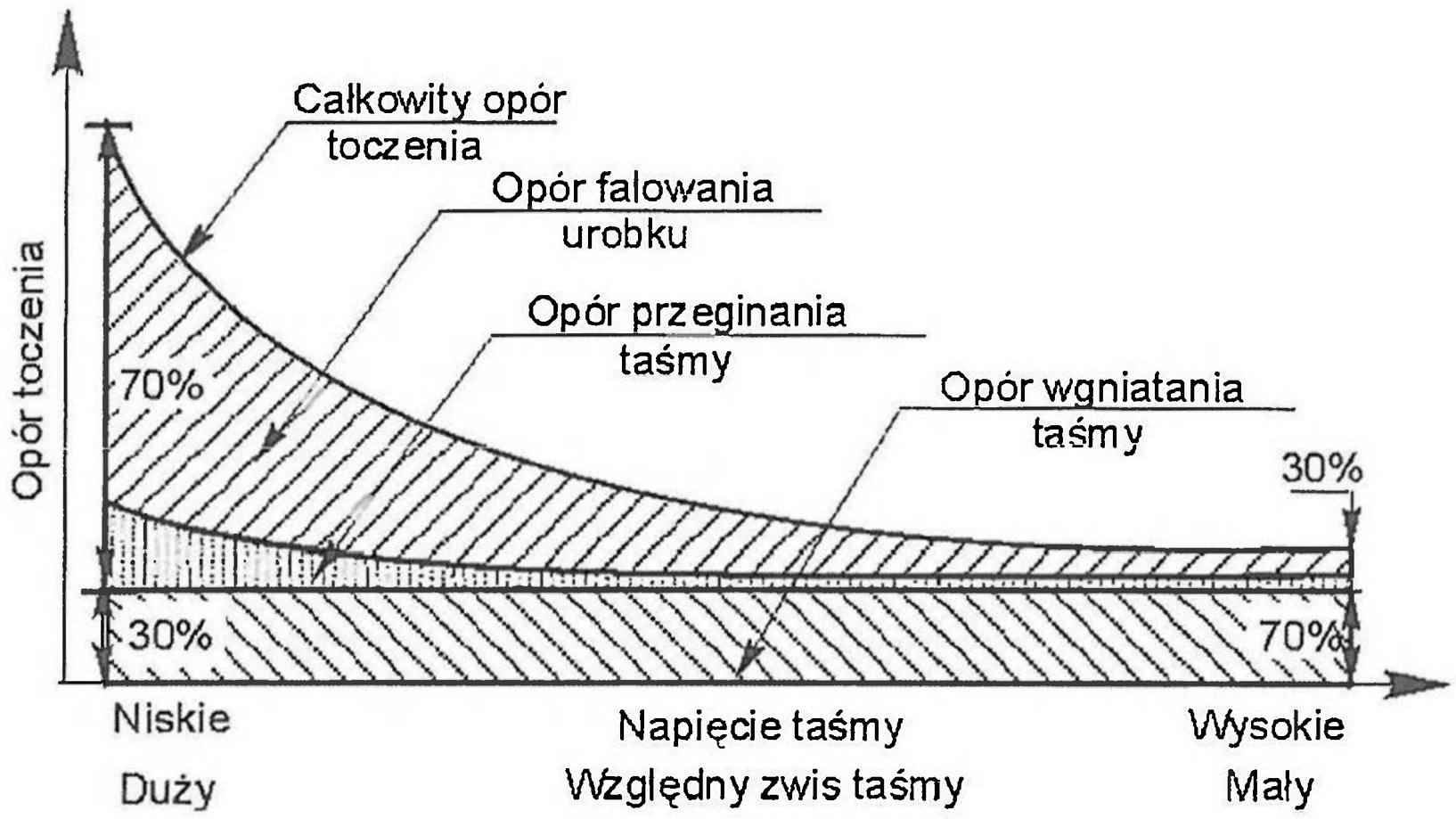
P_1 — obciążcnic krążnika, N

Katalogi: FAG; INA; SKF oraz NSK

Opór tarcia toczenia W_{tt} jest sumą oporu wgniatania krążnika w taśmę W_{wg} oraz oporu przeginania taśmy W_{zt} i falowania urobku W_{fu}, zatem

$$W_{tt} = W_{wg} + W_{zt} + W_{fu} \qquad \text{N/krążnik}$$

Opór wgniatania krążnika w taśmę W_{wg} jest sumą oporów obliczonych dla krążnika środkowego oraz krążników bocznych. Opory te zmniejszają się w zależności od napięcia taśmy i jej względnego zwisu pomiędzy zestawami krążników. Ogólny charakter zmiany oporu tarcia toczenia pokazano na rysunku 2 (Greune 1989).



Rys. 2. Opór tarcia toczenia w funkcji napięcia taśmy i jej zwisu

Fig. 2. Influence of the belt tension and sag between idlers on the individual main resistance

Opór ten szybko wzrasta w miarę wzrostu obciążenia krążników, co zachodzi przy zmiennej ilości nadawy urobku na taśmę. Z wykresu na rysunku 2 wynika, że przy dużych napięciach taśmy rośnie niekorzystna rola oporu wgniatania taśmy. Wzory niezbędne do obliczenia składowych oporu tarcia toczenia zestawiono w tabeli 5 (Spaans 1991).

Tabela 5. Wzory do określenia składowych oporu tarcia toczenia

Table 5. Mathematical relationship for calculation of the individual main resistance

Opór wgniatania taśmy $W_{wg} = C_{wg} \cdot D_s^{-2/3} \cdot \left[P_{śr}^{4/3} \cdot l_{śr}^{-1/3} + 2^{7/3} \cdot \frac{3}{7} \cdot P_{bocz}^{4/3} \cdot l_{bocz}^{-1/3} \right]$ N/zestaw
Opór zginania taśmy $W_{zt} = C_{tu} \cdot (m_t + m_u)^2 \cdot g^2 \cdot l^2 \cdot \frac{1}{4T}$ N/zestaw

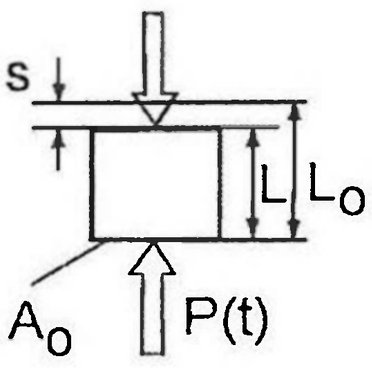
cd. tabeli 5

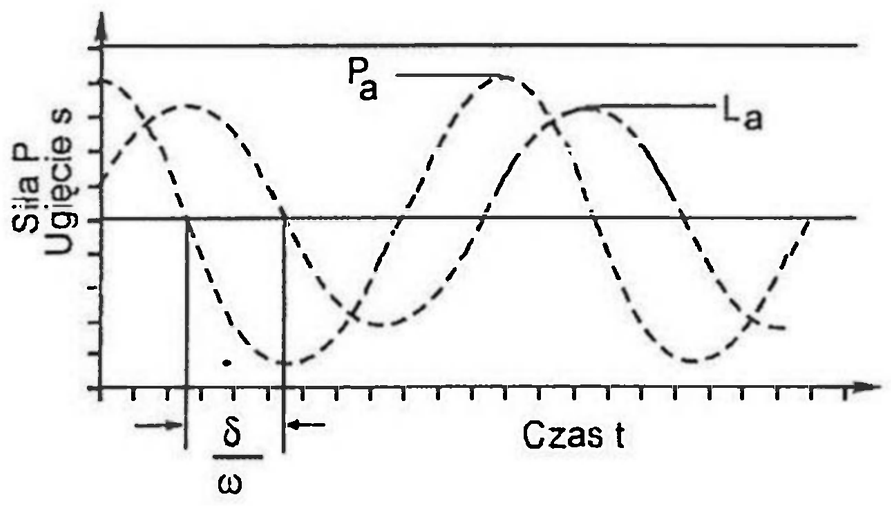
cont. table 5

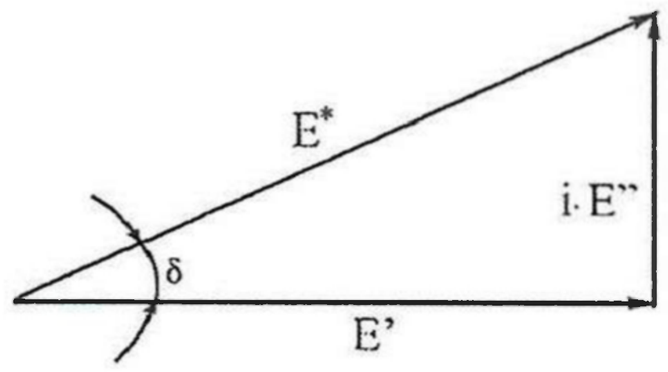
Opór falowania nosiwa

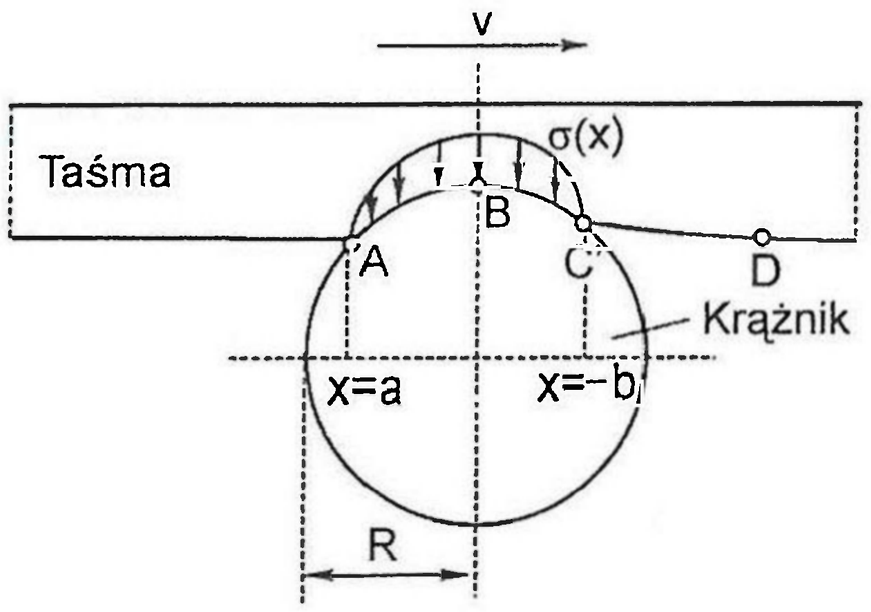
$$W_{fu} = \frac{(m_t + m_u)^2 \cdot g^2 \cdot l^2}{\sqrt{T \cdot El}} \cdot \frac{4 \sin \phi}{\cos^2 \phi} \cdot \frac{d^2}{12l} \quad N/zestaw$$

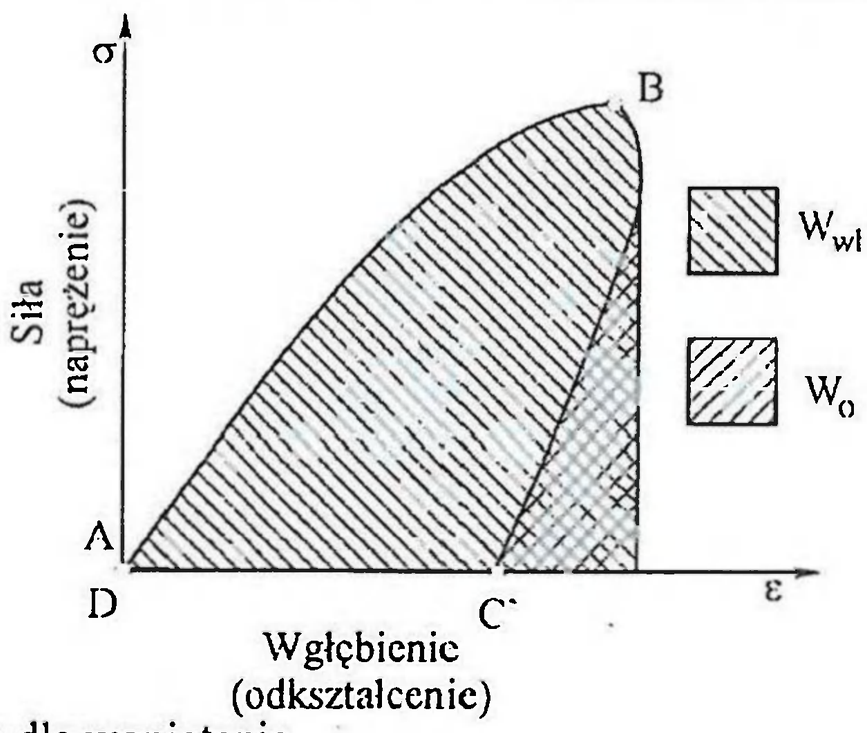
Badania dynamiczne elastomerów wg DIN 53513









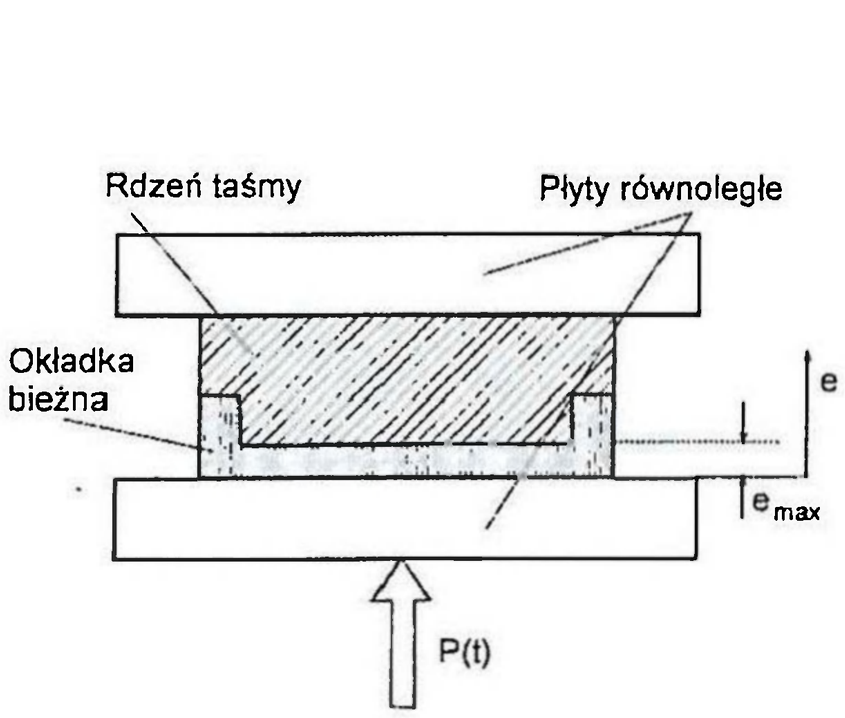


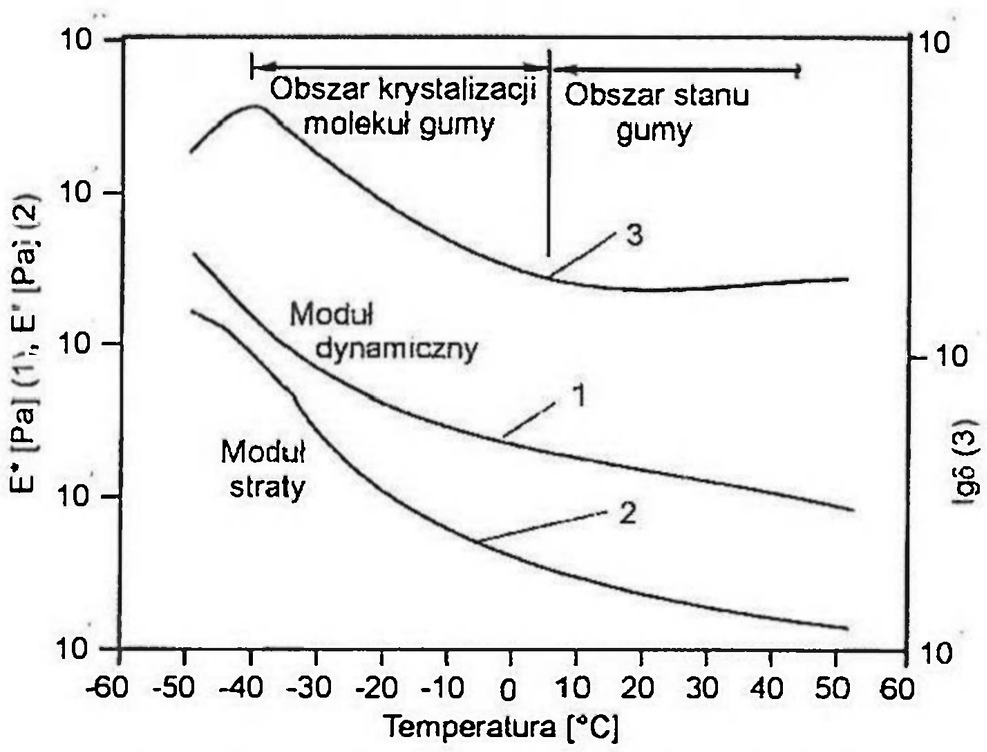
Współczynnik tłumienia dla wgniatania

$$\psi_w = \frac{W_{wł} - W_o}{W_{wł}}$$

Sztywność wgniatania

$$k_w = \sigma_{max}/e_{max} \quad M/r$$





Lepkosprężyste własności gumy okładkowej
E*, E" oraz tgδ w funkcji temperatury

cd. tabeli 5

cont. table 5

Oznaczenia

C_{wg} — całkowity współczynnik oporu wgniatania

$$C_{wg} = \frac{0{,}5 \cdot \psi_w}{\left(\frac{2}{3}\right)^{4/3} \cdot k_w^{1/3} \cdot [1 + (1 - \psi_w)^{3/4}]^{4/3}}$$

D_s — skorygowana średnica krążnika wywołana przegięciem taśmy w obszarze krążnika ($1/D_s = 1/D - 1/2ń$, gdzie ń — promień przegięcia taśmy), m, (D_s zależy od rozstawu krążników, ciężaru taśmy, obciążenia nosiwem i napięcia taśmy. W większości przypadków $D_s = D$),

$l_{śr}$, l_{bocz} — długość linii styku taśmy z krążnikiem środkowym i bocznym, m,

$P_{śr}$, P_{bocz} — siła normalna na krążniku środkowym i bocznym, N (od ciężaru taśmy oraz urobku).

$P(t)$ — obciążenie sinusoidalne, N,

E'' — moduł straty (opisuje własności lepkosprężyste), MPa,

E^* — dynamiczny moduł sprężystości, MPa,

E' — moduł pamięci opisuje własności sprężyste elementu (na osi rzeczywistej), MPa,

δ — kąt opóźnienia w materiałach lepkosprężystych ($\delta = 0$ w materiałach sprężystych, gdyż sygnał naprężenie/odkształcenie jest w fazie); często kąt δ zastępowany jest czasem δ/ω,

C_{tu} — współczynnik oporu zginania taśmy; $C_{tu} \approx 0{,}5$—$0{,}9$ (najczęściej 0,6),

g — przyspieszenie odpowiadające sile ciężkości, m/s^2,

m_t, m_u — masa jednostkowa taśmy i nosiwa, kg/m,

ϕ — kąt tarcia wewnętrznego nosiwa, stopnie,

d — wysokość pryzmy nosiwa na taśmie, m,

l — rozstaw krążników, m,

T — napięcie taśmy, N,

$$\omega = \sqrt{T/EI}, \quad \text{m},$$

EI — sztywność zginania taśmy, $N \cdot m^2$.

3. Metody zmniejszania głównych oporów ruchu

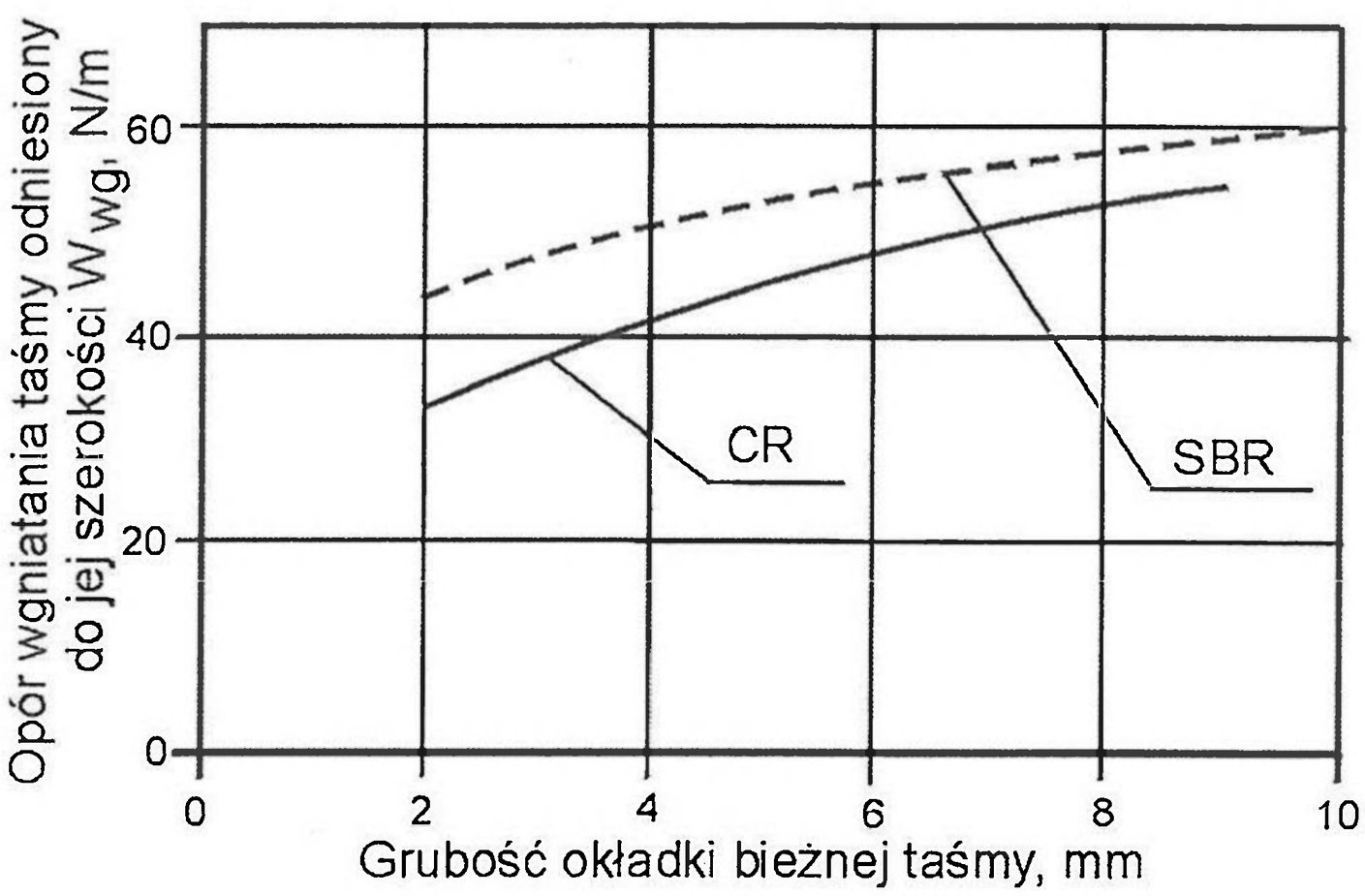
Opór obracania krążnika można zmniejszyć poprzez zmniejszenie obciążenia krążnika i prędkości taśmy, poprawne wykonanie uszczelnienia oraz zastosowanie dobrego smarowania łożysk. Jednak największy wpływ na zmniejszenie oporów obracania ma poprawna konstrukcja krążnika i technologia jego wykonania. Firma SKF proponuje stosowanie w krążnikach łożysk o zwiększonych wymiarach kulek, które łatwiej pokonują nierówności wywołane zanieczyszczeniem bieżni.

W odpowiedzialnych konstrukcjach przenośników taśmowych (długości > 10 km) wymaga się (Kahrger i in. 2000), aby bez uwzględniania oporu bezwładności krążnika, co jest wartością mniejszą od wymaganej przez PN-91/M-46606. Wartość tego oporu, jak i inne parametry geometryczne krążnika, muszą być rygorystycznie sprawdzane przez instytucje niezależne od producenta.

Z kolei wartość oporu wgniatania taśmy dla danego typu taśmy można zmniejszyć poprzez zmniejszenie siły (np. rozkładając obciążenie środkowego krążnika na dwa krążniki) lub

poprzez zwiększenie średnicy tylko krążnika środkowego (najbardziej obciążonego). Przyjmuje się bowiem że krążnik środkowy w zestawie z trzema krążnikami przenosi 70% obciążenia, a boczne krążniki tylko po 15% (Belt conveyors 1997). Dużą rolę w zmniejszeniu tego oporu odgrywa budowa taśmy o poprawnie dobranych własnościach reologicznych.

Wpływ grubości okładki bieżnej taśmy wykonanej z tworzywa syntetycznego o własnościach trudno palnych (SBR — kauczuk butadienowo-styrenowy) oraz o własnościach samogasnących (CR — kauczuk chloroprenowy) na wielkości oporu wgniatania taśmy W_{wg} w odniesieniu do jej szerokości przedstawia rysunek 3.



Rys. 3. Opór wgniatania taśmy W_{wg} odniesiony do jej szerokości w funkcji grubości okładki bieżnej taśmy; prędkość taśmy v = 1 m/s, obciążenie krążnika pomiarowego ϕ133 mm wynosiło 5,3 kN/m, temperatura otoczenia 20°C

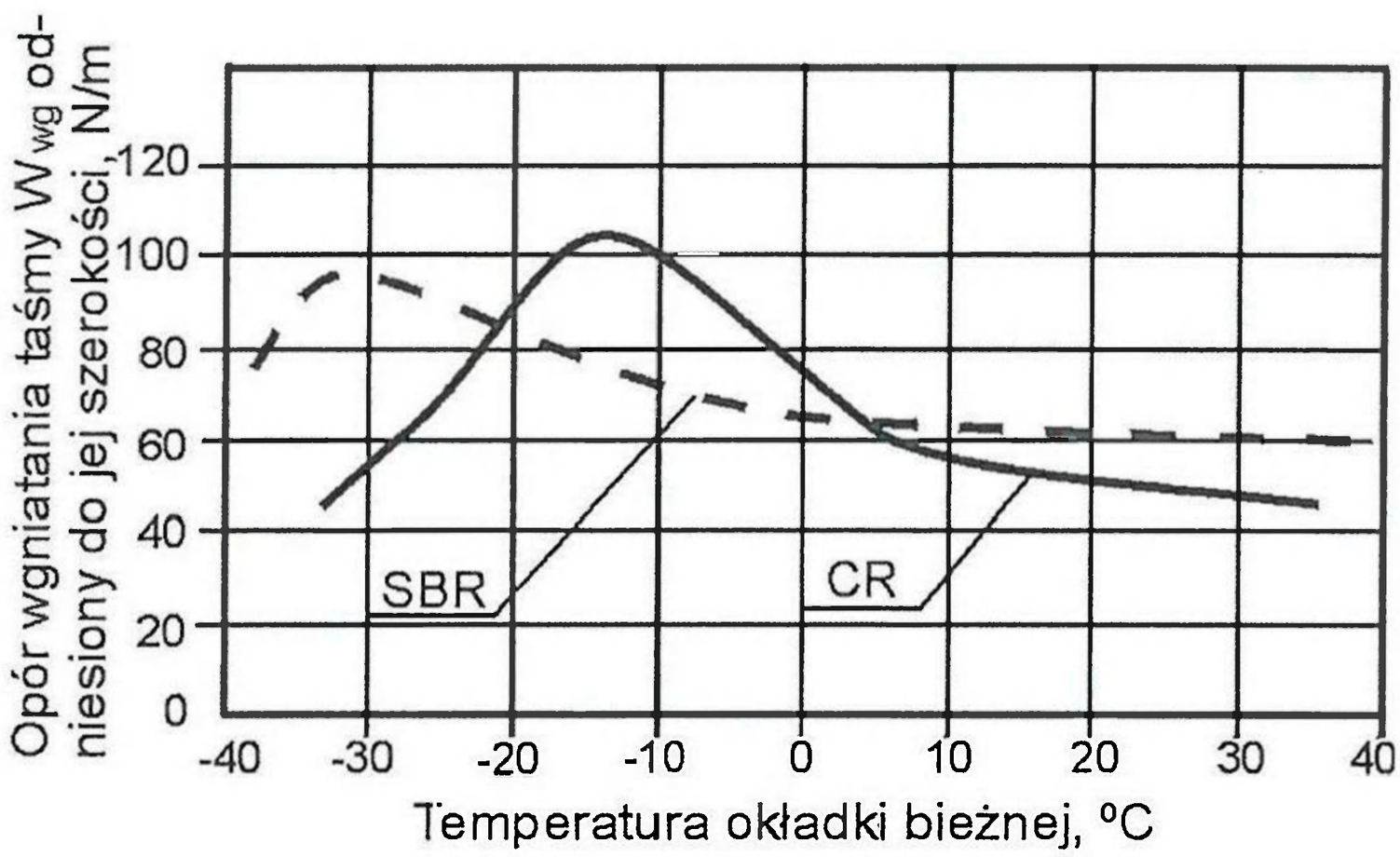
Fig. 3. Indentation rolling resistance with respect to belt width W_{wg} as a function of the cover plate thickness

Dla okładki z CR zmniejszenie jej grubości z 6 do 4 mm powoduje zmniejszenie oporu wgniatania taśmy o około 13%.

Z kolei na rysunku 4, dla okładki grubości 8 mm, przedstawiono wpływ temperatury na wielkość oporu wgniatania taśmy w odniesieniu do jej szerokości dla tych samych tworzyw SBR i CR zastosowanych na okładki.

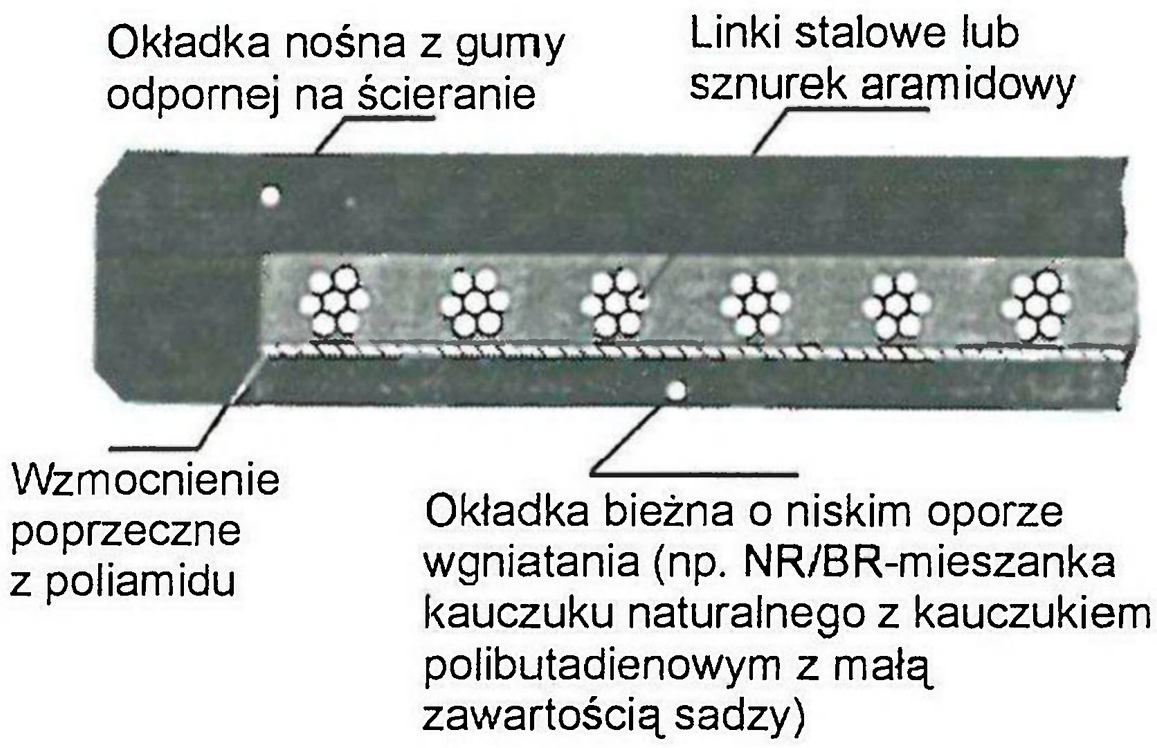
Badana taśma typu ST2500 miała szerokość 0,4 m, a obciążenie zadawane było poprzez pojedynczy krążnik. Z wykresu tego wynika, że wyższe dodatnie temperatury wpływają korzystnie na zmniejszenie oporu wgniatania taśmy. Wiele firm, w tym także krajowe, pracują nad wytworzeniem specjalnych taśm przenośnikowych z okładką bieżną charakteryzującą się zmniejszonymi oporami wgniatania oraz przeginania. Przykład takiej taśmy przedstawiono na rysunku 5. W przypadku długiego przenośnika i taśmy, w której okładka bieżna ma własności chemiczno-mechaniczne zmniejszające opory tarcia toczenia korzystne jest obracanie taśmy w dolnej gałęzi przenośnika.

Zmniejszenia wartości oporu przeginania taśmy i falowania urobku można upatrywać w rzeczywistym lub sztucznym zmniejszeniu rozstawu zestawów krążników l, zwłaszcza w rejonie małego T, w zwiększeniu napięcia taśmy T, a także w zmniejszaniu wartości C_{tu} poprzez optymalizację parametrów mechanicznych taśmy. Istotne może być także zwiększenie pręd-



Rys. 4. Opór wgniatania taśmy W_{wg} odniesiony do jej szerokości w funkcji temperatury otoczenia; prędkość taśmy v = 1 m/s, obciążenie krążnika pomiarowego 133 mm wynosiło 5,3 kN/m

Fig. 4. Indentation rolling resistance with respect to belt width W_{wg} as a function of the cover plate temperature



Rys.5. Koncepcja nowoczesnej taśmy przenośnikowej

Fig. 5. Steal cord conveyor belt with optimized rubber for load- and idler- side cover plates and polyamide cross reinforcement

kości taśmy v, m/s mającej wpływ na zmniejszenie wartości m_u zgodnie z zależnością $m_u = Q/3{,}6 \cdot v$, kg/m, gdzie: Q wydajność masowa przenośnika w t/h. Zwiększenie prędkości taśmy do 4 m/s i większej zaleca się w przenośnikach taśmowych wznoszących. W efekcie uzyskuje się mniejszą wartość m_u oraz taśmę o zmniejszonej wytrzymałości. Istotne jest ścisłe określenie na początku projektowania przenośnika średnicy krążników i ich rozstawu, ponieważ parametry te mają duży wpływ na obciążenie decydujące o wartościach wszystkich oporów jednostkowych.

Rozstaw zestawów powinien być możliwie największy, bowiem im większy rozstaw, tym mniejsze koszty inwestycyjne i eksploatacyjne. Pozytywny wpływ na zmniejszenie oporów jednostkowych mają duże średnice krążników i zwiększone napięcie taśmy.

W metodzie DIN 22101 wykorzystywany jest fikcyjny współczynnik tarcia f do określania sumy głównych oporów ruchu występujących łącznie w gałęzi górnej i dolnej przenośnika

w granicach od 70 do 110% obciążenia znamionowego i przy zachowaniu strzałki ugięcia taśmy między podporami krążników mniejszej od 1%. Opór główny w gałęziach ładownej i powrotnej określa zależność

$$W_{gc} = f \cdot g \cdot L \cdot [(m_u + 2m_t) \cdot \cos\beta + q'_k + q''_k]$$

gdzie

q'_k, q''_k — masy części obrotowych krążników w gałęziach górnej i dolnej [kg/m],
β — średni kąt nachylenia przenośnika do poziomu, stopnie (dla $\beta \leq 15°$ można wstawić $\cos\beta = 1$)
L — długość przenośnika [m].

Wzrost naciągu taśmy i zmniejszenie strzałki ugięcia powoduje zmniejszenie wartości na f, podobnie jak i zwiększenie średnicy krążników. Za wartość standardową uważa się f = 0,020 i odnosi się ona do instalacji o konstrukcji wykonanej i użytkowanej w normalny standardowy sposób przy prędkości taśmy 5 m/s. W miarę zmniejszania prędkości taśmy wartość współczynnika f maleje. Przy obciążeniu nominalnym taśmy współczynnik f powinien być mnożony przez czynnik c_v, (Greune 1989) uzyskany z badań, zatem $c_v = 0,6 + 0,08 \cdot v$, gdzie v oznacza prędkość taśmy, m/s.

Największą wartość f = 0,035 odnosi się do przenośników normalnie eksploatowanych i konwencjonalnie skonstruowanych pracujących w ekstremalnie niskich temperaturach.

Zgodnie z DIN 22101 wartość standardową f = 0,02 należy zwiększyć w następujących niekorzystnych przypadkach, a mianowicie przy:

— transporcie materiału o dużym tarciu wewnętrznym,
— kątach niecki 35°,
— średnicach krążników 108 mm,
— prędkości taśmy >5 m/s,
— zwisie taśmy 1%,
— rozstawie krążników w gałęzi nośnej 1m,
— taśmach o grubych i miękkich okładkach.

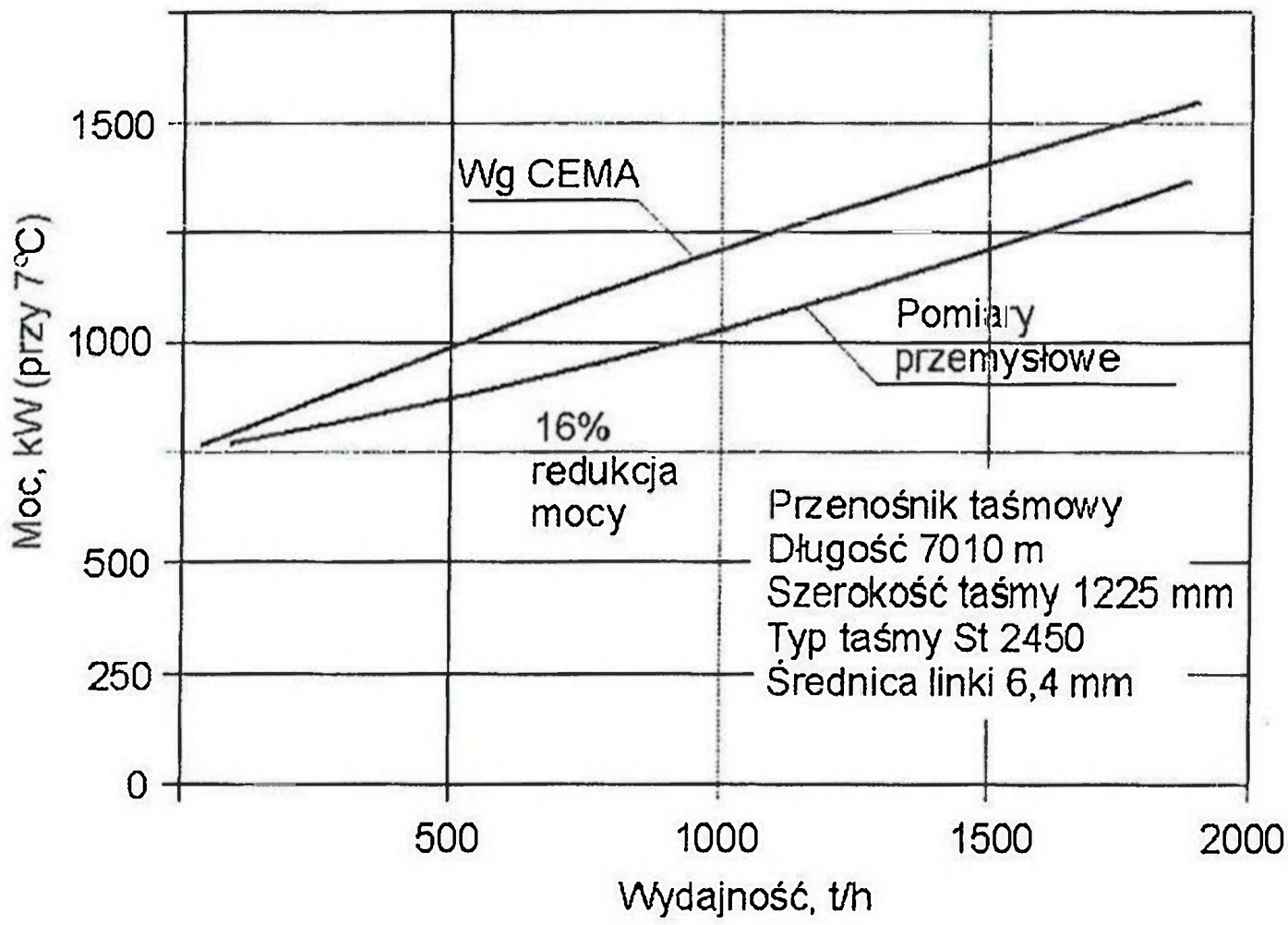
Zrozumiałe jest, że rozwiązania przeciwne do podanych powodują zmniejszenie wartości współczynnika f. Norma DIN nie podaje metody jakie wartości przyjąć, pozostawiając to do wyboru przez projektantów przenośników taśmowych. W podobny sposób należy analizować pozostałe opory ruchu wymienione w tab. 3. Pomocne mogą tutaj być zależności określające te opory ruchu, a podane w odpowiedniej literaturze technicznej. Oszczędności energii elektrycznej w przypadku zmiany wielkości oporów skupionych w przenośnikach długości do 100 m mogą być znaczne, natomiast w przenośnikach większej długości będą małe.

4. Realizacje techniczne mające na celu zmniejszenie energochłonności odstawy urobku i podwyższenie trwałości elementów przenośników taśmowych

Zmniejszenie oporu głównego długiego poziomego przenośnika taśmowego poprzez zastosowanie na okładkę bieżną taśmy specjalnego tworzywa syntetycznego uzyskała firma Goodyear. Przenośnik z tą taśmą został poddany pomiarom, a ich wynik pokazano na wykresie

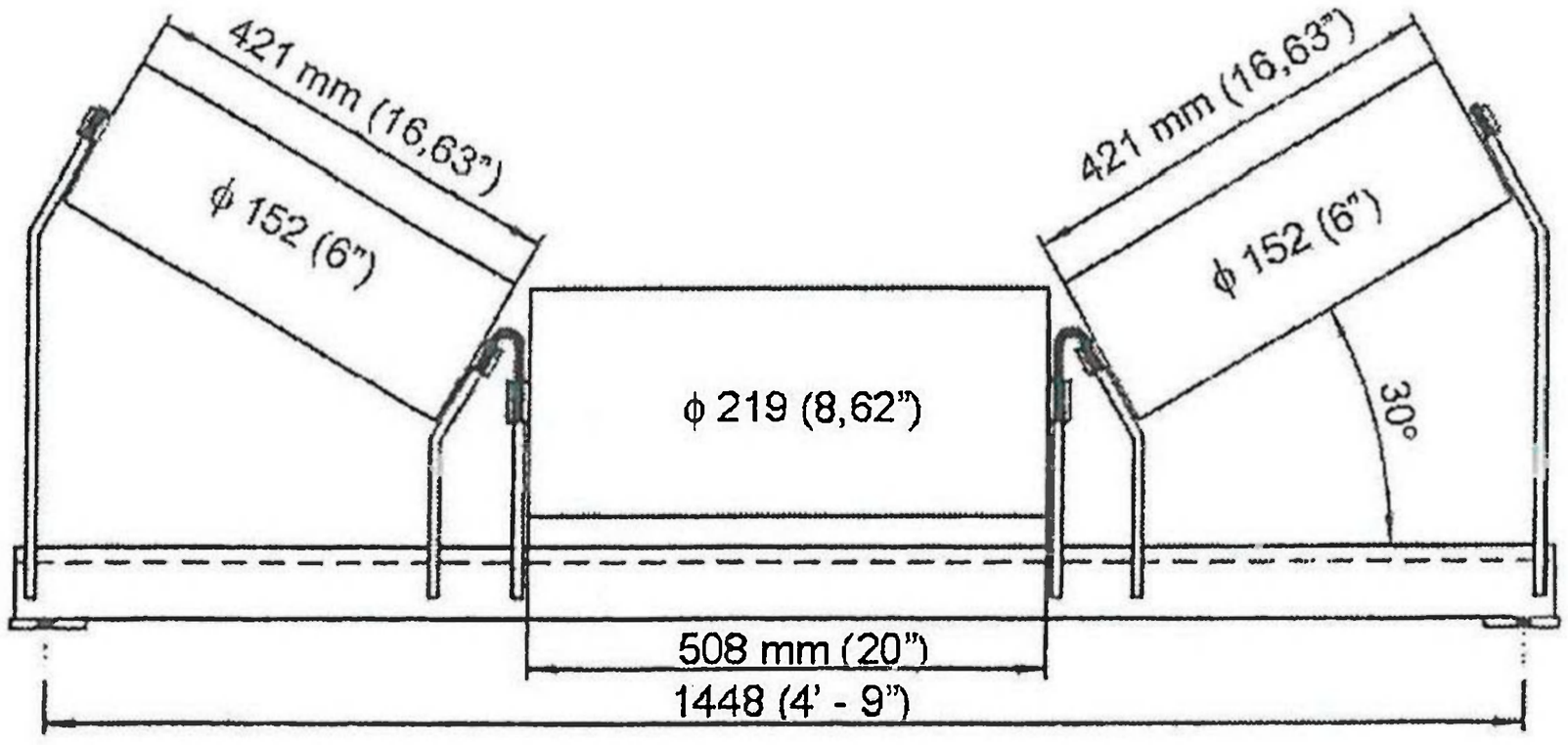
na rysunku 6 (Goodyear 1999). Redukcja mocy wyniosła około 16%. Firma Clouth w taśmie typu ST5400 zastosowała w tym samym celu pokrycie okładki bieżnej warstwą tworzywa syntetycznego o zmniejszonych oporach tarcia toczenia.

Taśma ta współpracuje z zestawami krążników przedstawionymi na rysunku 7 (Granig 2000), zainstalowanymi w tunelowym przenośniku PC-2 w kopalni rudy molibdenu Henderson, USA. Projektanci stosując w tym przenośniku taśmowym łącznie specjalne rozwiązania techniczne, takie jak: duże średnice krążników środkowych w niecce trójkrążnikowej, krążniki o bardzo małych oporach obracania, kąt niecki 30°, specjalną taśmę o mniejszej masie jednostkowej (współczynnik bezpieczeństwa przyjęto 5) i o niskich oporach wgniatania, optymalizacje rozstawu zestawów krążników (zmniejszenie liczby krążników), zestawy krążników osadzone w prowadnicach ze śrubową regulacją nastawczą, uzyskali f = 0,012 dla przenośnika próżnego i niższą wartość dla załadowanego urobkiem, przy prędkości taśmy 6,1 m/s i dla taśmy ST5400 14T+8T szerokości 1,2 m.



Rys. 6. Zużycie mocy do napędu przenośnika z taśmą o zmniejszonych oporach tarcia toczenia

Fig. 6. Power requirement for conveyor with energy — saving belt cover



Rys. 7. Konfiguracja krążników w tunelowym przenośniku taśmowym PC-2 w kopalni Henderson (USA)

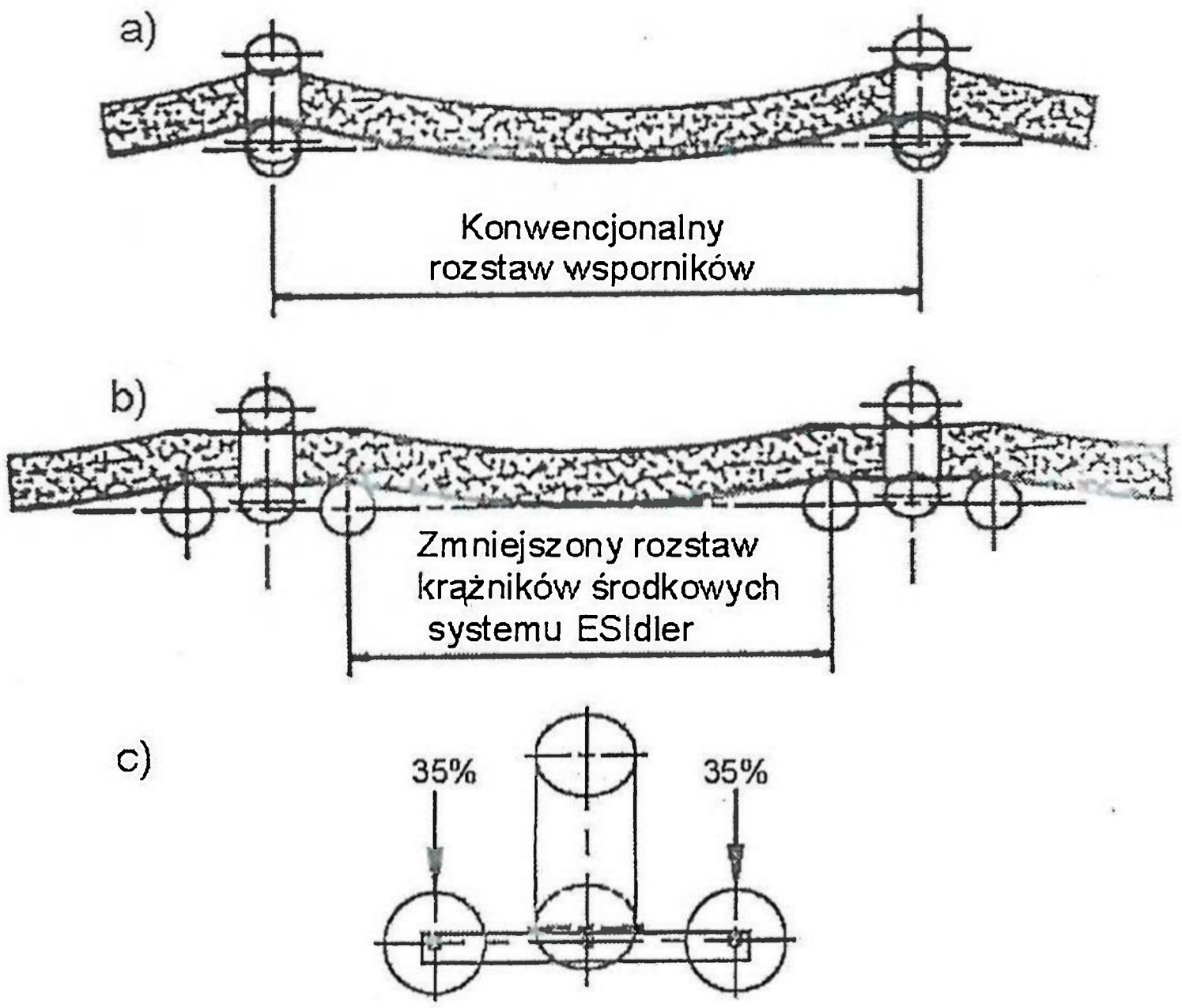
Fig. 7. Idler set arangement in the tunel belt conveyor PC-2 at the Henderson mine (USA)

Pomiary wykazały, że wartość ta zmalała do f = 0,008. Zabiegi te pozwoliły w przypadku tego przenośnika taśmowego o długości 16,8 km i wysokości podnoszenia 471 m na zmniejszenie o 40% wartości fikcyjnego współczynnika tarcia f w stosunku do jego standardowej wartości oraz zastosowanie do napędu silników 4 × 2000 kW, przy wydajności przenośnika 2300 t/h rudy molibdenu. Dla współczynnika f = 0,02 należałoby zastosować silniki o łącznej mocy 10500 kW do napędu tego przenośnika. Przedstawione rozwiązanie zestawu trójkrążnikowego jest korzystne do zastosowania w przenośniku wznoszącym.

Innym rozwiązaniem coraz powszechniej stosowanym jest system ESIdler (Energy Saving Idler) firmy Svedala zestawu czterokrążnikowego (rys. 8), (Tapp 2000). Zestawy tego typu, gdzie dwa środkowe krążniki mają możliwość przechylania się i dostosowania do przegięcia taśmy dają zmniejszenie rozstawu krążników środkowych i ich obciążenia.

W efekcie opór tarcia toczenia zmniejsza się w stosunku do tradycyjnych zestawów trójkrążnikowych o około 20—30%. Jest to znaczące zmniejszenie oporu tarcia toczenia, który jest dość znaczny w rejonie niskich napięć taśmy i dużej strzałki jej ugięcia (a więc w przenośnikach o średniej długości). W rejonie dużych napięć taśmy i małych strzałek jej ugięć zmniejszenie oporu tarcia toczenia jest mniejsze i wynosi około 8—10%. Zwiększony nieznacznie opór obracania spowodowany czwartym krążnikiem jest w pełni zrekompensowany dużym zmniejszeniem oporu tarcia toczenia.

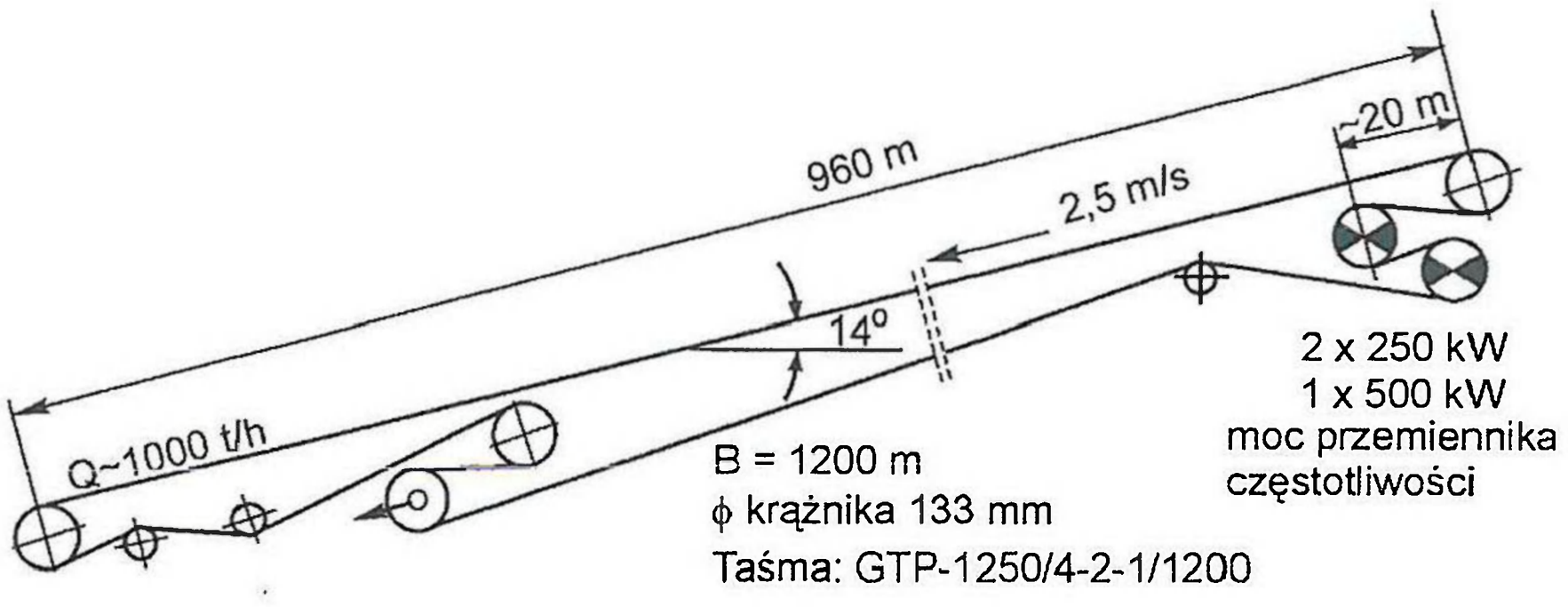
Na podstawie rozważań teoretycznych i analizy wyników pomiarów stwierdzono, że największe oszczędności energii elektrycznej można uzyskać w długich prawie poziomych przenośnikach taśmowych lub w przenośnikach opadających. Przykładowo w KWK Halemba i Ziemowit w przenośnikach opadających zastosowano napędy sterowane prądowymi prze-



Rys. 8. Zmniejszone ugięcie taśmy wywołane układem krążników w systemie ESIdler (Svedala);
a — rozstaw konwencjonalny wsporników, b — rozstaw zmniejszony, c — rozkład obciążenia na krążniki środkowe

Fig. 8. Reduction of belt sag generated by configuration of the idlers in the system ESIdler (Svedala)

miennikami częstotliwości, które w czasie pracy generatorowej silników przetwarzają uzyskaną energię na prąd oddawany do sieci. Przenośnik taśmowy typu Pioma 1200C pracujący w KWK Ziemowit (rys. 9) w chwili dolnego obciążenia urobkiem oddaje do sieci moc około 400 kW. Podczas rozruchu tego przenośnika wystąpiły problemy z nadbiegiem taśmy w wyniku zwłoki czasowej od chwili awaryjnego wyłączenia prądu do chwili załączenia hamulców tarczowych. W celu zwiększenia marginesu bezpieczeństwa zmniejszono prędkość taśmy do 2,1 m/s. W napędach zastosowano jeden prądowy przemiennik częstotliwości, który nie wyrównuje obciążeń pomiędzy obu napędami. Zadanie to spełniałyby dwa przemienniki każdy na 250 kW. Zdobyte doświadczenia z pracy tego przenośnika zostaną wykorzystane w następnych realizacjach.



Rys. 9. Przenośnik taśmowy Pioma 1200C z odzyskiem energii elektrycznej — KWK Ziemowit

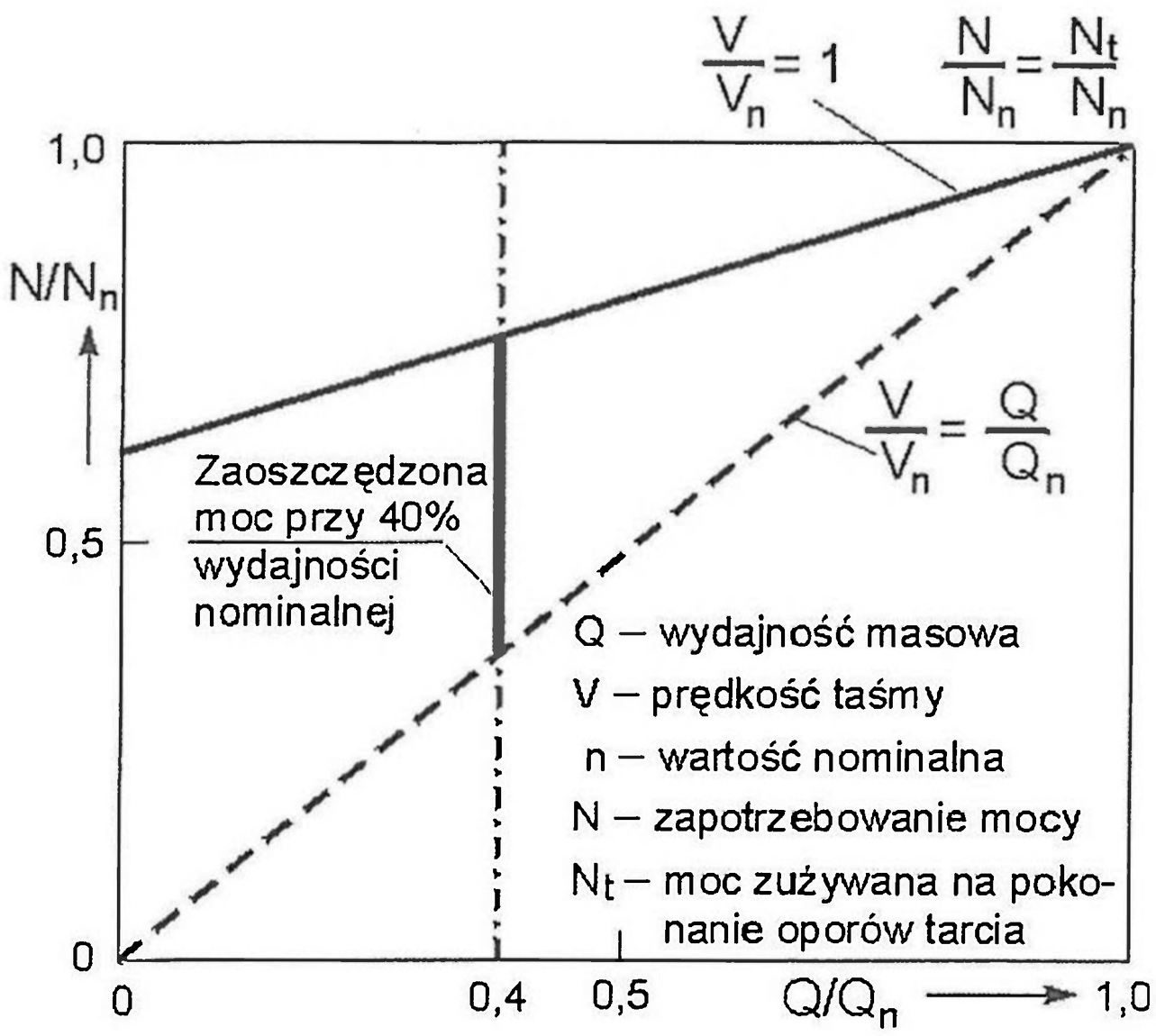
Fig. 9. Heavy conveyor of Pioma 1200C type with electric energy recuperation — Ziemowit coal mine

W długich przenośnikach poziomych do dodatkowych korzyści należy zaliczyć zmniejszenie liczby napędów, przesypów, aparatury elektrotechnicznej itp. Jest więc tendencja zwiększania długości pojedynczego przenośnika (w KWK Mysłowice do eksploatacji oddawany jest przenośnik długości około 2,7 km) w pełni uzasadniona technicznie i ekonomicznie. Zmniejszenie energochłonności odstawy urobku przenośnikami taśmowymi uzyskuje się także dzięki całkowitej lub częściowej eliminacji skośnego wychylenia bocznych krążników w zestawach krążników górnych i dolnych, służących do centrowania biegu taśmy.

Spektakularnym przykładem zmniejszenia energii elektrycznej, zużywanej na pokonanie oporu centrowania taśmy w gałęzi górnej przez około 4000 krążników bocznych z kątem wyprzedzenia do 4°, oraz zwiekszenia trwałości krążników i taśmy przenośnikowej jest przenośnik poziomy długości 2,4 km zainstalowany w KWK Bogdanka. Po około pięciu miesiącach od rozpoczęcia jego eksploatacji (1994 r.) stwierdzono, że krążniki te spowodowały starcie z okładki bieżnej taśmy około 3,7 tony gumy. Po usunięciu skośnego usytuowania bocznych krążników na całej długości przenośnika i odwróceniu taśmy zwiększyła się jej trwałość tak, że do chwili obecnej (2001 r.) przetransportowano nią około 14 mln ton, a planowane jest przetransportowanie od 18 do 20 mln ton urobku do jej całkowitego wycofania z ruchu. Należy zauważyć, że przy wydajności 1000 t/h zainstalowano w tym przenośniku taśmę typu GTP 800. Zmniejszenie zapotrzebowania mocy przy usunięciu skośnego usytuowania krążników bocznych wyniosło od 25 do 35 kW, co stanowi około 7% zainstalowanej mocy do napędu przenośnika. Uzyskano także trzykrotne przedłużenie żywotności krążników oraz dobrą prostoliniowość biegu taśmy.

Współcześnie produkowane pod wstępnym naciągiem taśmy przenośnikowe charakteryzują się dobrą prostoliniowością jej biegu w przenośniku. Wymaga się jednak poprawnego ułożenia konstrukcji przenośnika wzdłuż dokładnie wytyczonej metodą laserową osi i dobrego wykonania połączeń odcinków taśmy. W uzasadnionych przypadkach można stosować specjalne układy centrujące taśmę, np. przed jej wejściem na bęben zwrotny.

Poważne zmniejszenie energochłonności odstawy urobku uzyskuje się stosując prądowe przemienniki częstotliwości do sterowania napędami wyposażonymi w silniki indukcyjne z wirnikiem klatkowym. Przemiennik częstotliwości przeznaczony jest do rozruchu i płynnej regulacji prędkości obrotowej silników w obu kierunkach z opcją hamowania odzyskowego. Dzięki wyposażeniu w programowany sterownik mikroprocesorowy przemiennik częstotliwości nadaje się do pracy w układach automatycznej regulacji prędkości przenośników taśmowych. Układ sterowania przemiennika umożliwia nastawienie czasu osiągania zadanej prędkości obrotowej, prądu rozruchu, prądu hamowania, wartości ograniczenia przeciążeniowego, rodzaju hamowania, a w tym hamowania ze zwrotem energii do sieci w przenośnikach opadających itp., pozwala to na realizację łagodnego rozruchu i hamowania silnika, a tym samym na ograniczenie udarów mechanicznych występujących w całym układzie napędowym i przedłużenie żywotności zespołów napędowych i samego przenośnika, zmniejszenie momentu rozruchu do wartości 1,2 momentu znamionowego, umożliwia zastosowanie w przenośniku taśmy o mniejszej wytrzymałości, a więc o mniejszej masie jednostkowej. Poprzez dostosowanie zmiennej prędkości taśmy v do aktualnego strumienia masy Q, zgodnie z zależnością: $v/v_n = Q/Q_n$, uzyskuje się znaczne zmniejszenie zapotrzebowania mocy do napędu przenośnika poziomego (rys. 10), a tym samym zmniejszenie energochłonności odstawy.



Rys. 10. Przykład oszczędności mocy (ok. 50%) do napędu przenośnika poziomego przy 40% wydajności nominalnej

Fig. 10. Example of power reduction (about 50%) in the horizontal belt conveyor with electric current converter at 40% nominal capacity

Według doświadczeń KWK Anna przez ponad połowę czasu pracy na dobę przenośnik poziomy długości 800 m, wyposażony w dwa napędy o mocy 2 × 132 kW sterowane prądowym przemiennikiem częstotliwości, uzyskiwał prędkość wynoszącą 0,4 prędkości nominalnej v_n, a w zakresie prędkości v od 0,6 do 0,8 prędkości nominalnej v_n pracował 7,1% ogólnego czasu pracy. Uwidacznia się to na wykresie (rys. 10) dużymi oszczędnościami w zużyciu energii elektrycznej. Oszczędność ta wynosiła średnio około 0,204 kWh/t przetransportowanego urobku i stanowiła 39% zużywanej energii na transport jednej tony urobku tym samym przenośnikiem przy zasilaniu napędów bez przemienników częstotliwości. Z innych korzyści należy jeszcze wymienić: obniżenie ilości wydzielanego ciepła przez napęd, znaczne zwiększenie trwałości krążników i taśmy, możliwość ruchu taśmy z prędkością rewizyjną lub odpowiadającą transportowi załogi itp. W przenośnikach wznoszących wyposażonych w prądowe przemienniki częstotliwości oszczędność energii na transport urobku jest mniejsza niż w przenośniku poziomym.

Do zabiegów zmniejszających energochłonność odstawy urobku należy także zaliczyć zastosowanie w długim przenośniku zmiennego rozstawu zestawów krążników, zwiększającego się w kierunku wzrostu napięcia taśmy. Dodatkową korzyścią tego rozwiązania jest zmniejszenie kosztów zakupu i instalacji przenośnika. Pomocne w doborze odstępów pomiędzy zestawami mogą być specjalne programy optymalizacyjne.

Do stale aktualnych zabiegów technicznych związanych z energooszczędnością odstawy urobku należy zaliczyć: dobre ułożenie przenośnika i zabezpieczenie jego właściwej eksploatacji (czystość przenośnika, wymiana krążników i urządzeń czyszczących taśmę, kontrola połączeń itp.), poprawne wykonanie przesypów, właściwe napinanie wstępne taśmy itd.

W przenośnikach taśmowych o specjalnej konfiguracji (poziomo-opadających) zachodzi nieraz potrzeba nie zmniejszenia, ale zwiększenia oporów ruchu, a to w celu zmniejszenia mocy silników pracujących równocześnie w układzie silnikowym i generatorowym oraz w celu zapobieżenia wypadaniu taśmy na bębnie wysypowym podczas hamowania przenośnika (Antoniak 1999). W tym przypadku należy także wykorzystać normę DIN 22101 wskazującą warunki, w jakich wzrasta wartość fikcyjnego współczynnika tarcia f.

5. Wnioski końcowe

Problem energooszczędności ma nie tylko wymiar ekonomiczny, ale także szeroko pojętej ochrony środowiska, wyrażającej się przy mniejszym wytwarzaniu energii elektrycznej ograniczeniem emisji tzw. gazów cieplarnianych do atmosfery. Jak wykazano w poprzednich rozdziałach istnieją duże możliwości zmniejszenia zużycia energii do odstawy urobku w podziemiach kopalń węgla kamiennego. Po okresie spontanicznego wprowadzania przenośników taśmowych do odstawy urobku w miejsce kopalnianej kolei podziemnej i w uzasadnionych przypadkach w miejsce wyciągów szybowych oraz po systematycznym zmniejszaniu długości dróg odstawy przenośnikowej, aktualnie niezbędne jest nasycenie przenośników taśmowych rozwiązaniami technicznymi, dającymi w efekcie zmniejszenie zużycia energii elektrycznej do odstawy urobku. Wraz ze zmniejszeniem energochłonności transportu urobku zmniejsza się zużycie zespołów i elementów przenośnika. Zależność tę pokazano na przykładach konkretnych przemysłowych realizacji technicznych. Przykładowo centrowanie taśmy w dolnej gałęzi przenośników (605 km) na każdym wsporniku (np. co 3 m) wymaga wydatkowania

mocy około 1,4 MW. Centrowanie tylko na co drugim powinno dać oszczędność około 600—700 kW.

Przedstawione w referacie podstawy teoretyczne i rozpoczęte przez niektóre kopalnie zabiegi techniczne dające zmniejszenie energochłonności odstawy powinny być rozpowszechnione i wzbogacone poprzez twórcze działanie kadry inżynierskiej w kopalniach i przedsiębiorstwach zajmujących się projektowaniem oraz produkcją taśm przenośnikowych, krążników, układów elektrotechnicznych oraz pozostałych elementów konstrukcji przenośników taśmowych.

Uważa się, że najszybsze zmniejszenie energochłonności odstawy urobku zapewni eliminacja znacznej liczby, zabudowanych w górnej gałęzi przenośników, krążników bocznych z wyprzedzeniem, których celem jest centrowanie biegu taśmy. Zadanie to z powodzeniem mogą spełniać specjalne podpory krążnikowe samonastawne lub krążniki centrujące. Dalsze ograniczenie energochłonności odstawy zapewnią krążniki mające normowe wartości oporu statycznego i dynamicznego obracania.

Na około 1,7 mln krążników zainstalowanych w górniczych przenośnikach taśmowych, znaczny ich procent ma dużo większe opory obracania od podanych w normie i to nawet kilkakrotnie (sześć i półkrotnie). Zmniejszenie tych oporów tylko o wartość 1 N na krążnik, przy średniej prędkości taśmy 2,5 m/s spowoduje zaoszczędzenie mocy o około 4,25 MW. Aby ten cel osiągnąć niezbędna jest zwiększona kontrola jakości wykonania krążników instalowanych w przenośnikach, a następnie prawidłowa ich eksploatacja i wymiana.

Z innych zabiegów technicznych zmniejszających energochłonność odstawy urobku należy wymienić:

— zachowanie prostoliniowości i czystości trasy przenośnikowej,
— upraszczanie dróg odstawy, wydłużanie przenośników,
— prawidłowe rozwiązanie przesypów,
— stosowanie specjalnych układów krążnikowych i optymalizację rozstawu zestawów krążników,
— budowa taśm o zróżnicowanych okładkach — nośna odporna na zużycie, dolna o zmniejszonych oporach tarcia toczenia,
— częstsze wprowadzanie napędów sterowanych prądowymi przemiennikami częstotliwości, umożliwiających regulację prędkości taśmy i znaczny odzysk energii w przenośnikach poziomych, a zwłaszcza opadających.

Przedstawione w artykule przykłady realizacji technicznych, zapewniających energooszczędną odstawę urobku, mogą być w pełni zaadaptowane do warunków kopalń węgla kamiennego po przeprowadzeniu odpowiednich badań laboratoryjnych i przemysłowych.

Literatura

Antoniak J., 1992: *Obliczenia przenośników taśmowych*. Skrypty Uczelniane nr 1683, Pol. Śl. Gliwice.

Antoniak J., 1999: *Główne opory ruchu górniczych przenośników taśmowych wyznaczone na drodze pomiarów przemysłowych*. Maszyny Dźwigowo-Transportowe, nr 4.

Antoniak J., 2001: *Perspektywy rozwoju górniczych przenośników taśmowych wznoszących*. Maszyny Dźwigowo-Transportowe, nr 2.

Belt Conveyors for Bulk Materials. Fifth Edition Conveyor Equipment Manufacturers Association (CEMA), USA 1997.

Goodyear Supplier News. Engineering and Mining Journal, July 1999.

Granig R., 2000: *High Quality Idlers at the Henderson Mine*. Bulk, Solids, Handling, nr 3.

Greunc A., 1989: *Energiesparende Auslegung von Gurtförderanlagen*. Dissertation, University of Hannover, Germany.

Kahrger R., Dilefeld M., Pohl M., 2000: *Henderson 2000 — A World Class Conveying System*. Bulk, Solids, Handling, nr 3.

Lodewijks G., 1999: *The Rolling Resistance of Conveyor Belts*. Bulk, Solids, Handling, nr 1.

Spaans C., 1991: *Calculation of the Main Resistance of Belt Conveyors*. Bulk, Solids, Handling, nr 4.

Stetigförderer — Gurtförderer für Schüttgüter — Grundlagen für Berechnung und Auslegung: Deutsches Institut für Normung DIN 22101 e.v. Febr. 1982.

Tapp A.G., 2000: *Energy Saving Troughing Idler Technology*. Bulk, Solids, Handling, nr 4.

New technological solutions of belt conveyors energy — saving and with higher durability of elements

Abstract

In the year 2001 the total length of underground belt conveyors was about 630 km. The conveyors substituted underground train transport and sometimes hosting shaft hauling. The average power per 1 m of the horizontal belt conveyor with belt width 1.2 m was about 0.175 kW/m, and for inclined belt conveyor with belt width 1.4 m reaches up to 0.42 kW/m. The total estimated power of underground belt conveyors is of about half a thousand MW. It is considered that there is possible diminution of 10% energy consumption through improving of organization and technology, and changes in engineering of belt conveyors. At the same time higher durability of belt conveyors elements will be reached. In the final remarks of the work there are practical and theoretical conclusions.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 959—970

Kazimierz DĄBROWA
Rudzka Spółka Węglowa S.A.
Jan GERLICH
KWK „Pokój", Ruda Śląska

Eksploatacja z podsadzką hydrauliczną — przykład efektywnego rozwiązania w KWK „Pokój"

Słowa kluczowe

Podsadzka hydrauliczna – obniżka kosztów

Streszczenie

Referat ma na celu przedstawienie kolejnych kroków kopalni w unowocześnianiu technologii zabudowy i podsadzania ścian podsadzkowych, które to pozwoliły uruchomić podsadzkową ścianę 175 w pokładzie 416 gwarantującą wydobycie i koszt jednostkowy produkcji na poziomie ścian zawałowych.

Ponad dwudziestoletnie doświadczenie kadry inżynieryjno-technicznej kopalni w zakresie stosowania obudów zmechanizowanych w ścianach podsadzkowych wskazuje, że można w pełni zmechanizować proces urabiania i podsadzania pod warunkiem odpowiedniego doboru obudowy i tamy powtarzalnej w zależności od warunków górniczo-geologicznych, zwłaszcza typu stropu bezpośredniego i zasadniczego.

1. Krótka charakterystyka kopalni

Kopalnia „Pokój" prowadzi działalność górniczą na terenie silnie zurbanizowanych i uprzemysłowionych dzielnic miasta Ruda Śląska, a cały obszar górniczy zlokalizowany jest w obrębie filarów ochronnych dla obiektów komunalnych i przemysłowych.

Narzuca to określone rygory w zakresie:

— systemów eksploatacji,

— ochrony powierzchni przed szkodami górniczymi,

— niedopuszczenia do dalszej degradacji środowiska.

W obecnym kształcie organizacyjnym kopalnia istnieje od 1 lipca 1995 r., kiedy to zakład górniczy KWK „Wawel" został postawiony w stan likwidacji poprzez połączenie z KWK „Pokój".

Nadmienić należy, że rok 2002 jest rokiem jubileuszowym:

— 250 lecia kopalni „Wawel" (kopalnia Brandenburg),

— 200 lecia kopalni „Pokój" (kopalnia Gottesegen).

Powierzchnia obszaru górniczego kopalni wynosi 23,48 km^2, natomiast czynnego obszaru nie przekracza 3,1 km^2, co skutkuje bardzo wysokim natężeniem eksploatacji, wynoszącym powyżej 3 000 ton/ dobę/km^2.

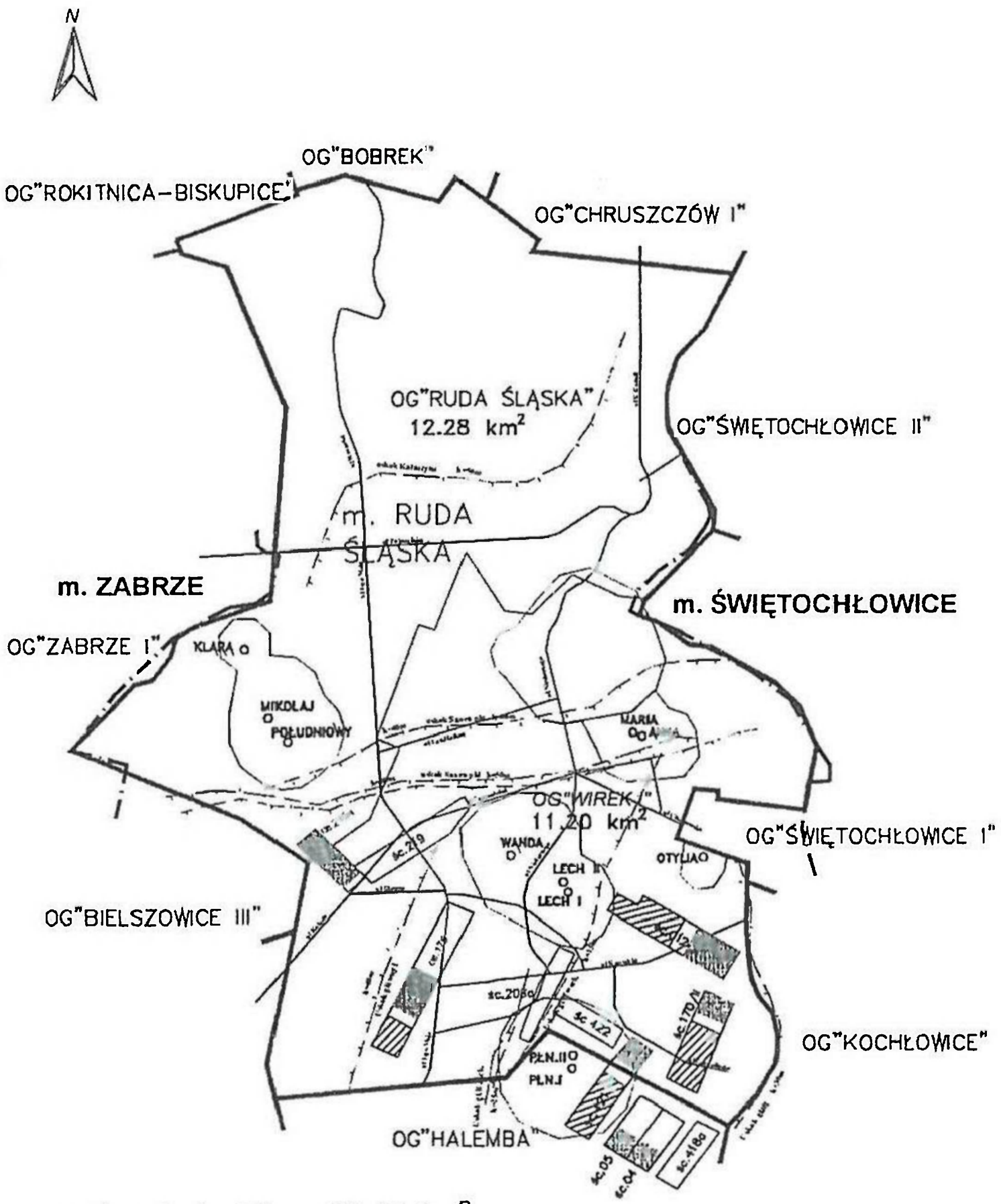
Nieuniknione w tych warunkach są szkody górnicze, usuwanie których w kolejnych latach wymaga coraz większych nakładów.

Z uwagi na powyższe i na eksploatację grubych pokładów, kopalnia „Pokój" od wielu lat prowadzi eksploatację z podsadzką hydrauliczną (z pełnym wykorzystaniem skały płonnej) oraz namulanie zrobów zawałowych odpadami elektrownianymi.

W rekordowym roku 1991 w kopalni 50% wydobycia pochodziło ze ścian podsadzkowych, przy jednoczesnym zmuleniu 300 tys. ton odpadów elektrownianych.

oddziałowy rachunek kosztów (ORK) pozwala w pełni monitorować koszty wydobycia ze ścian zawałowych i podsadzkowych.

Celem niniejszego referatu jest udowodnienie, że eksploatacja systemem na podsadzkę hydrauliczną kosztowo może być porównywalna z eksploatacją na zawał.



powierzchnia OG – 23,48 km^2
zasoby operatywne – 38,165 mln ton
żywotność kopalni – do 2020 r.

Rys. 1. Mapa obszaru górniczego

Fig. 1. Mining area chart

2. Historia stosowania obudów zmechanizowanych w ścianach prowadzonych z podsadzką hydrauliczną oraz prób wykorzystania zmechanizowanej tamy podsadzkowej

Wobec konieczności eksploatacji podsadzkowej przy jednoczesnym utrzymaniu wielkości produkcji, podjęto na przełomie lat 70-tych i 80-tych działania zmierzające do zmechanizowania ścian podsadzkowych.

W 1979 r. rozpoczęto eksploatację dolnych warstw pokładu 502 i pokładu 510 z wykorzystaniem obudów zmechanizowanych:

— SOW 80 — samokrocząca obudowa wisząca,
— Fazos 70,
— SOW 100,
— Fazos 23/33-Pp.

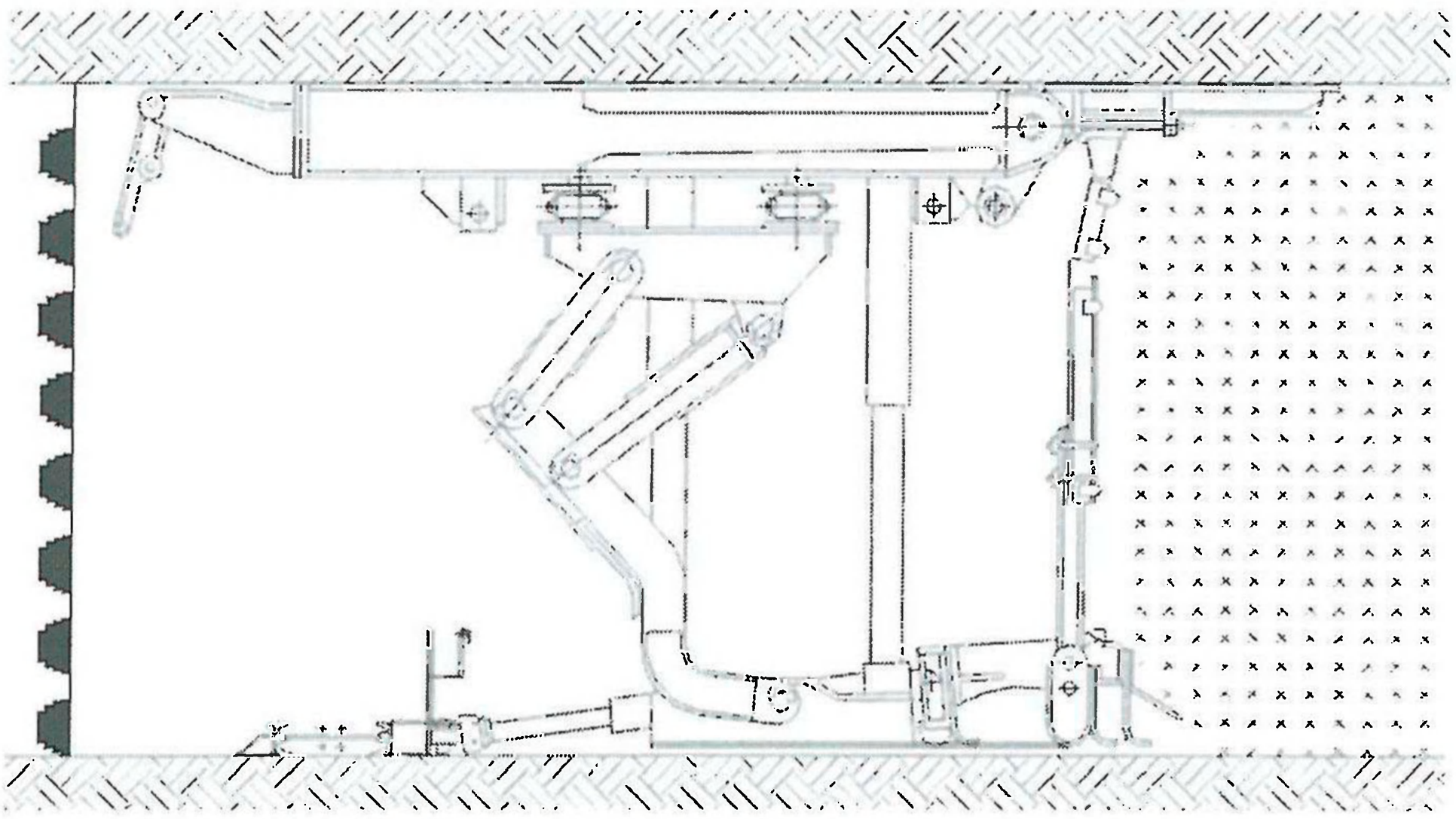
Pierwsze eksploatowane ściany charakteryzowały się mocnym stropem (piaskowiec, łupek piaszczysty) i nie było konieczności dodatkowego budynku wzmacniającego, indywidualnego, a ściany charakteryzowały się dobrą wydajnością na ówczesne czasy 1000 do 1500 t/d.

W 1982 roku w pokładzie 510 w.d. podjęto pierwszą próbę zmechanizowania procesu podsadzania. Na zestawach obudowy Fazos 23/33-Pp zabudowano powtarzalną tamę stalowo-członową.

Wadą tej tamy była ręczna regulacja wysokości i brak możliwości wydźwigania tamy w czasie przekładki zestawów obudowy.

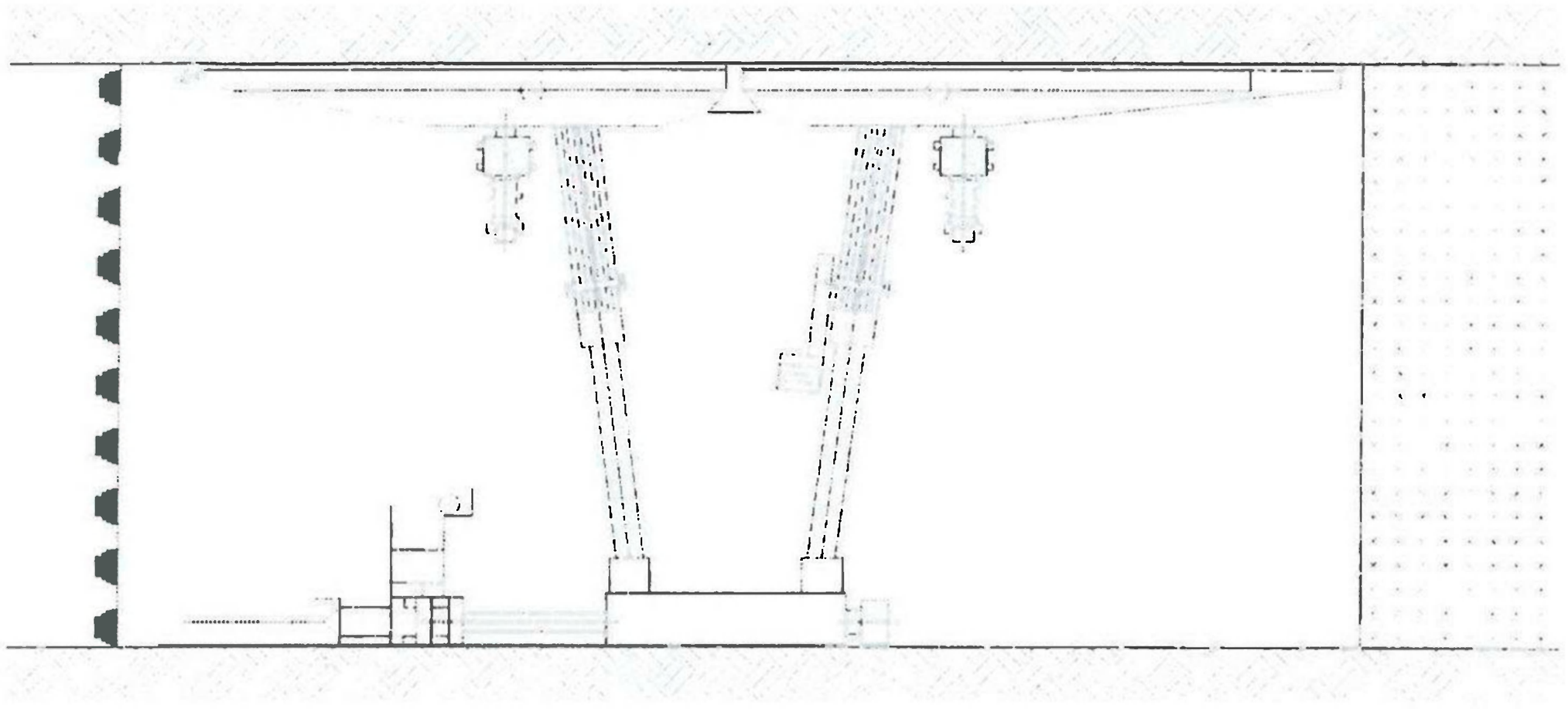
Po pierwszym muleniu w czasie przekładki zestawów nastąpiło zerwanie i mechaniczne zniszczenie tamy.

Powtórną próbę wykorzystania tamy podsadzkowej zmechanizowanej ponowiono w 1983 roku w ścianie w pokładzie 502 w.d. Zmodyfikowaną tamę stalowo-członową zawieszono na zestawach obudowy SOW 100.



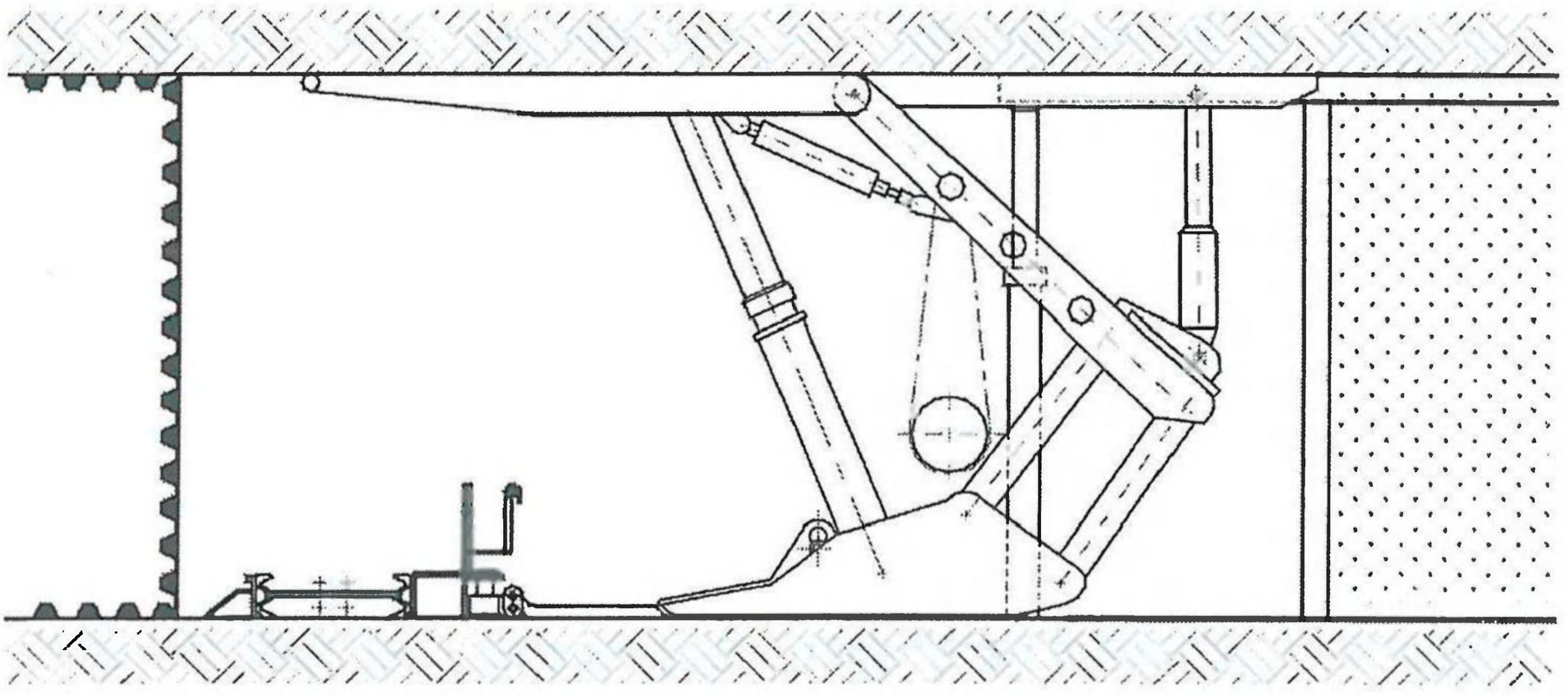
Rys. 2. Obudowa Fazos 23/33-Pp

Fig. 2. Type of lining -Fazos 23/33-Pp



Rys. 3. Obudowa SOW 22/40

Fig. 3. Type of lining — SOW 22/40



Rys. 4. Obudowa Fazos 12/28-Op

Fig. 4. Type of lining — Fazos 12/28-Op

Tama ta charakteryzowała się możliwością, wydźwigania całej konstrukcji w czasie przekładki zestawów obudowy zmechanizowanej.

Ze względu na trudne warunki górniczo-geologiczne (opad stropu) w obrębie zestawów z tamą powtarzalną — prób zaniechano.

W kolejnych ścianach podsadzkowych eksploatowanych w pokładzie 502 w.d. (w rejonie wschodnim kopalni prowadzonych pod zrobami zawałowymi warstwy górnej, zachodziła konieczność dodatkowej obudowy wzmacniającej, indywidualnej.

Problem ten rozwiązano poprzez adoptowanie obudów osłonowych zawałowych dla ścian z podsadzką hydrauliczną.

Dokonano przeróbki obudowy Fazos 12/28-Oz i Fazos 17/31-Oz na obudowy podsadzkowe, poprzez zabudowanie dodatkowej tylnej stropnicy wraz z podporą hydrauliczną i demontaż

bocznych osłon korekcyjnych oraz zwiększenie podziałki sekcji obudowy z 1,5 m do 2,0 m (0,5 m odstępu między zestawami).

Taka modernizacja obudowy stanowiła krok do przodu, bowiem w ścianach podsadzkowych wyposażonych w adoptowaną w ten sposób obudowę zawałową uzyskiwano postęp około 4 m/dobę i wydobycie powyżej 2500 t/d.

Mankamentem tego systemu jest fakt, iż przestrzeń między zestawami obudowy zmechanizowanej jak i pole podsadzkowe budowane są odrzwiami drewnianymi, a tama czołowa wykonana jest również na konstrukcji drewnianej.

Wykonanie budynku jest operacją bardzo pracochłonną i stanowi technologiczną dysproporcję w stosunku do zmechanizowanej obudowy pola roboczego.

W 1990 roku wprowadzono prototyp obudowy podsadzkowej Fazos 18/32-Pp z tamą powtarzalną łańcuchową w pokładzie 504 w rejonie międzysaarza.

Prototyp ten okazał się egzemplarzem nieudanym ze względu na dużą masę i niewłaściwe rozmieszczenie stojaków w stosunku do bardzo długiej stropnicy zasadniczej. Osiadaniu tylnej stropnicy, wskutek dużej konwergencji stropu, nie zapobiegło nawet wprowadzenie dodatkowego stojaka. Kopalnia po 100 metrach wybiegu ściany wycofała tę obudowę z eksploatacji.

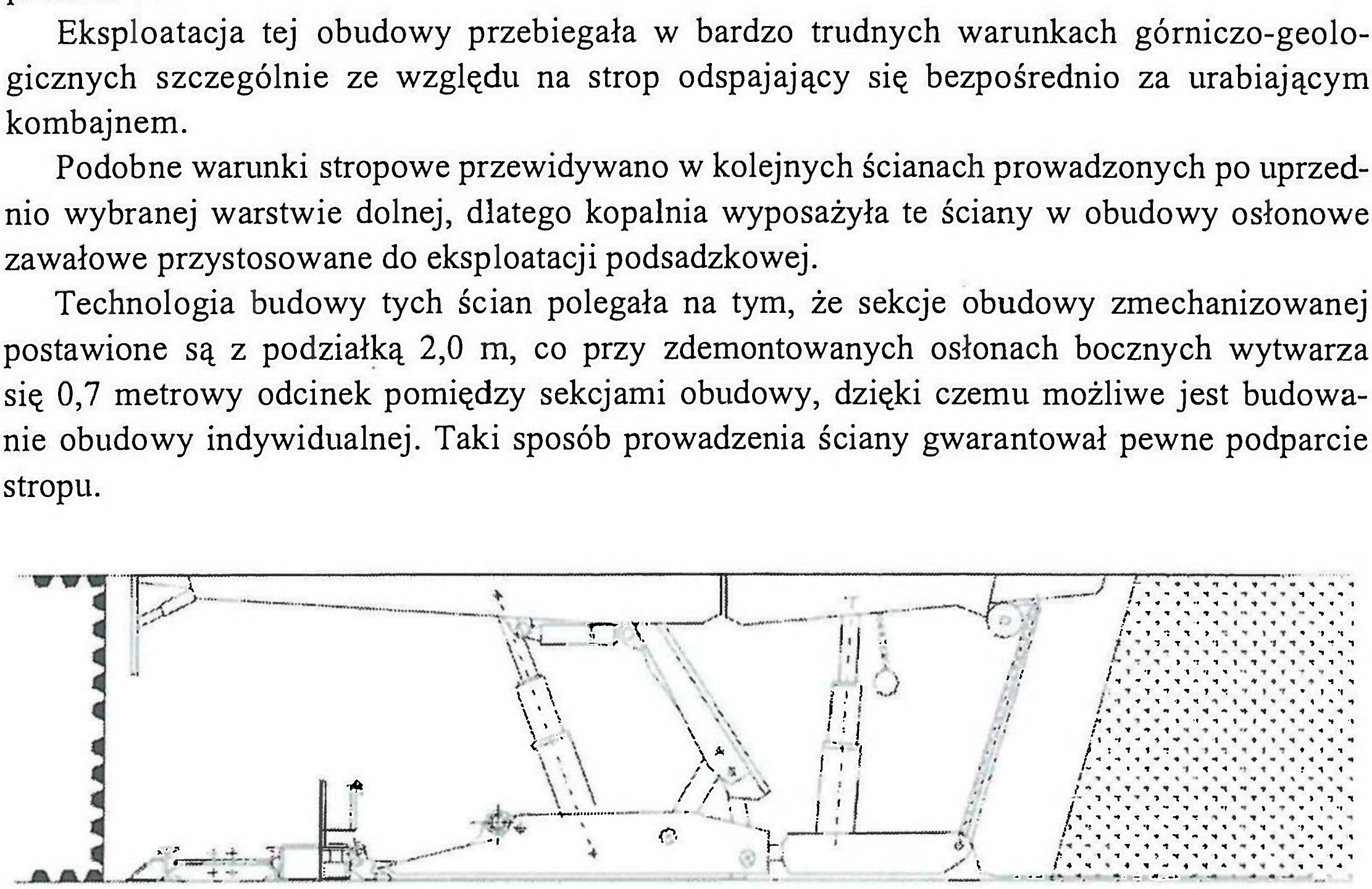
W 1991 roku kopalnia podjęła bezpośrednią współpracę z fabryką obudów Fazos w celu opracowania prototypu lekkiej obudowy podsadzkowej wyposażonej w powtarzalną, łańcuchową tamę podsadzkową pracującą po podłożu piaskowo-kamiennym.

Owocem tej współpracy była obudowa Fazos 18/32 POp, która pracowała w górnej warstwie pokładu 510.

Eksploatacja tej obudowy przebiegała w bardzo trudnych warunkach górniczo-geologicznych szczególnie ze względu na strop odspajający się bezpośrednio za urabiającym kombajnem.

Podobne warunki stropowe przewidywano w kolejnych ścianach prowadzonych po uprzednio wybranej warstwie dolnej, dlatego kopalnia wyposażyła te ściany w obudowy osłonowe zawałowe przystosowane do eksploatacji podsadzkowej.

Technologia budowy tych ścian polegała na tym, że sekcje obudowy zmechanizowanej postawione są z podziałką 2,0 m, co przy zdemontowanych osłonach bocznych wytwarza się 0,7 metrowy odcinek pomiędzy sekcjami obudowy, dzięki czemu możliwe jest budowanie obudowy indywidualnej. Taki sposób prowadzenia ściany gwarantował pewne podparcie stropu.



Rys. 5. Obudowa Fazos 18/32 POp

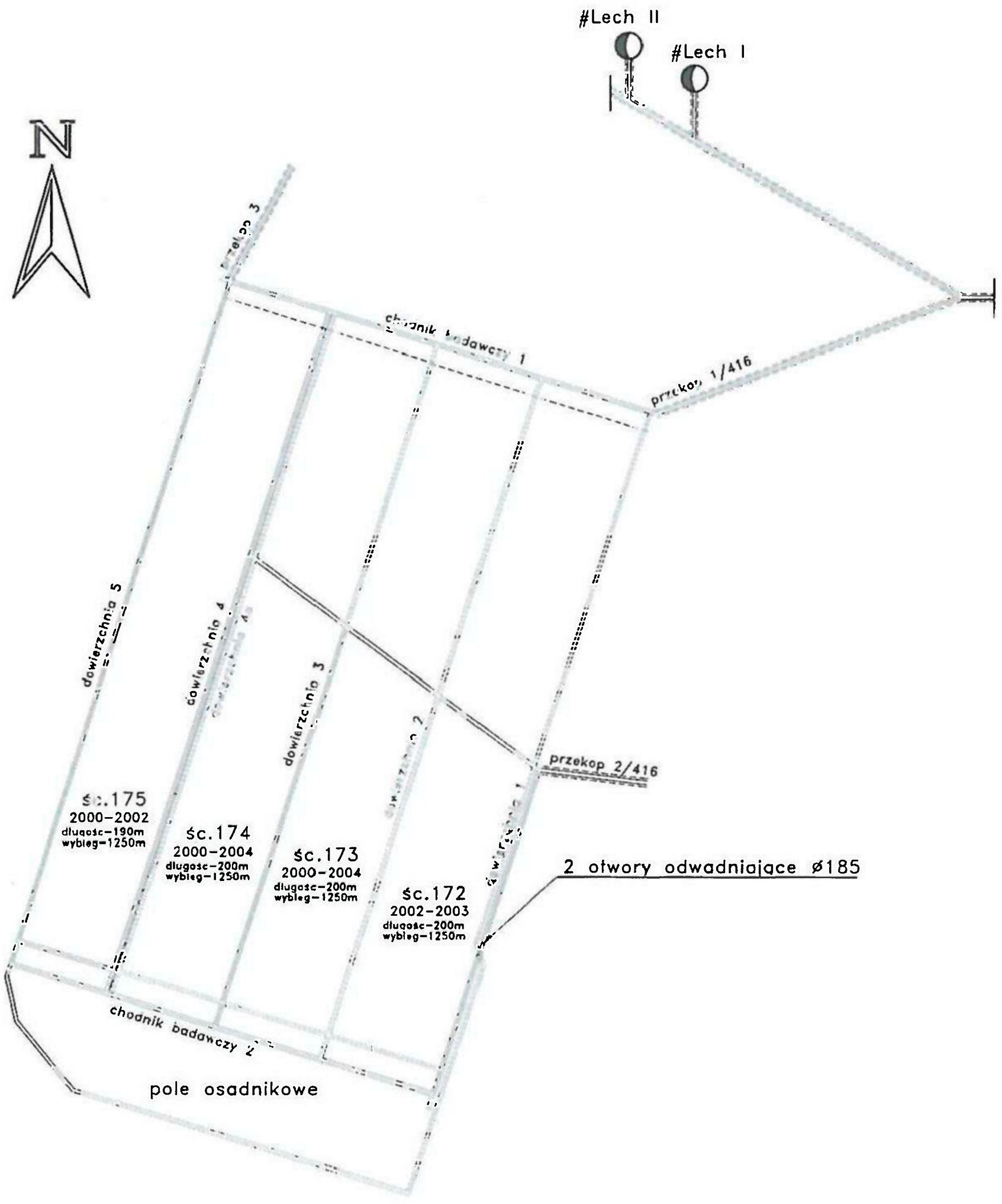
Fig. 5. Type of lining -Fazos 18/32 POp

3. Nowe spojrzenie na prowadzenie ścian podsadzkowych

Na początku 1998 roku kopalnia „Pokój" trzema przekopami udostępniła parcelę środkową pokładu 416. Parcela o wymiarach 800 × 1400 m i zasobach 5 mln ton zalega niestety na stosunkowo małej głębokości (około 600m) pod gęsto zabudowaną dzielnicą Wirek miasta Ruda Śląska. 1998 rok to jednocześnie pierwszy rok rządowego programu naprawy górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 1998—2002, który to wymagał określenia efektywności nowych przedsięwzięć.

Analiza ekonomiczna efektywności zbrojenia pierwszej podsadzkowej ściany 175 w przedmiotowej parceli wykazała, że tylko wydobycie na poziomie 2500—2600 ton/dobę netto umożliwia osiągnięcie nadwyżki finansowej netto (NPV > 0).

Na podstawie szczegółowej analizy odporności budynków i budowli na wpływy eksploatacji górniczej zaprojektowano optymalną rozcinkę parceli.



Rys. 6. Pole eksploatacyjne parceli środkowej pokładu 416

Fig. 6. Mining field on central lot of the 416 coal bed

Jako pierwszą zaprojektowano eksploatację podsadzkowej ściany 175, następnie zawałowej 172 i na końcu parę podsadzkowych ścian 173 i 174 zamykających eksploatację parceli. Przed przystąpieniem do rozcinki pierwszej ściany podsadzkowej 175, mającej wydobywać 3500 ton/dobę brutto, należało odpowiedzieć sobie na następujące pytania:

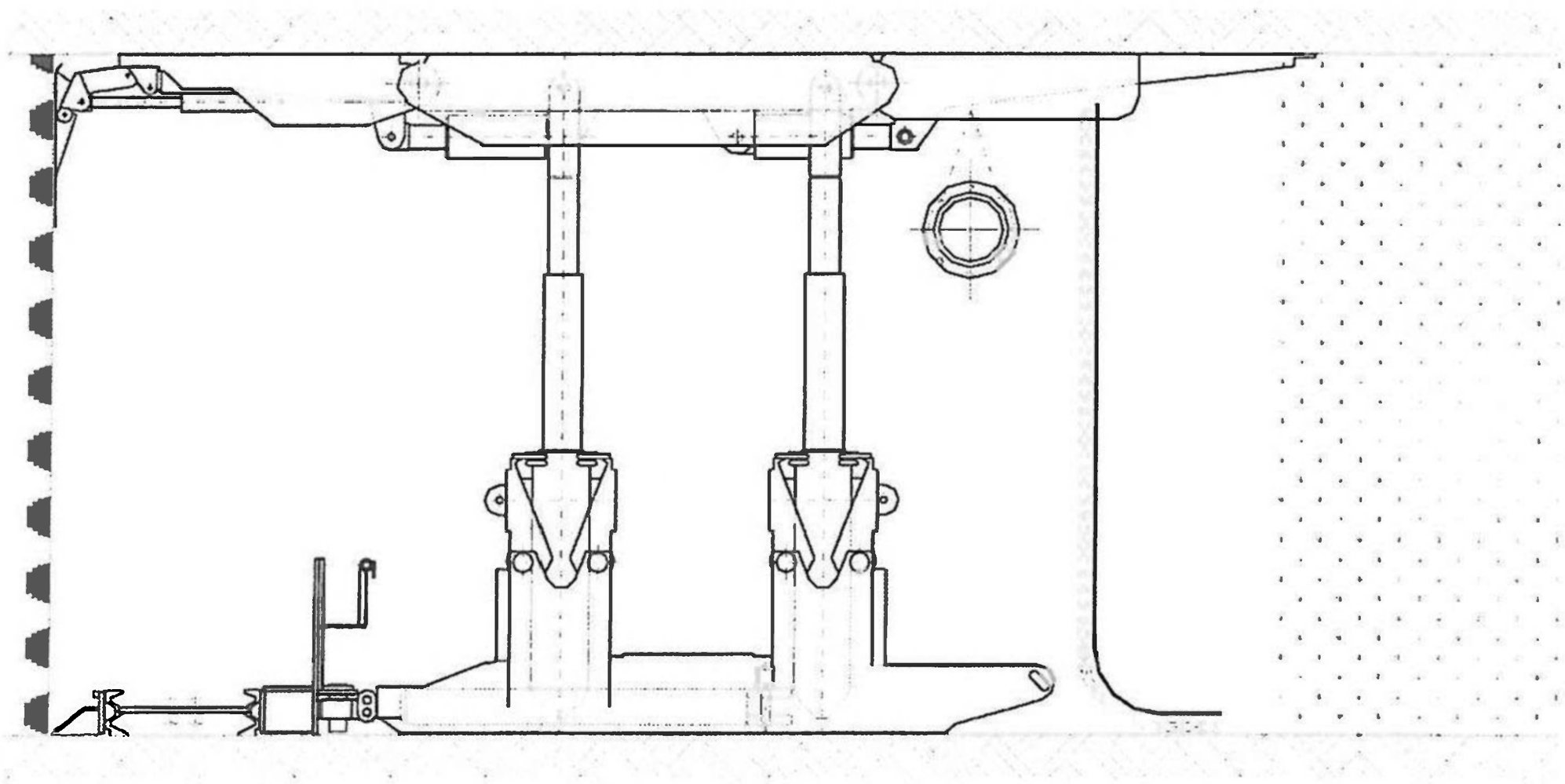
1. Jaki kompleks ścianowy gwarantuje wydobycie na takim poziomie ? Mając świadomość, że obowiązujące przepisy zabraniają urabiania w czasie podsadzania ściany oraz że strop zasadniczy pokładu zalicza się do klasy III i IV — czyli do stropów dobrze załamujących się.
2. Jaki system odprowadzenia wody podsadzkowej gwarantuje pewność pracy ściany i minimalny czas podsadzania ?
3. Jaki zastosować rodzaj materiału podsadzkowego?
4. Jaki rodzaj tamy powtarzalnej zastosować? Tylko tama zmechanizowana gwarantuje planowaną wielkość wydobycia.

Po burzliwych dyskusjach ustalono odpowiedzi na wszystkie te pytania. 200 metrową ścianę 175 (uruchomioną 1 lipca 2000 r.) wyposażono w:

— obudowę Glinik NW 18/32 Pp z tamą powtarzalną wg rozwiązania kopalni „Polska-Wirek",
— przenośnik ścianowy Rybnik 295/842,
— kombajn — w pierwszym etapie KGS 450 S/2 BP/02, a po zwiększeniu wzniosu ściany powyżej 10° EDW 230-2L-2W firmy Eickhoff.

Jako materiał podsadzkowy kopalnia wykorzystuje własny kamień z zakładu przeróbczego o granulacji do 60 mm, z ewentualnym domulaniem piaskiem lub odpadami elektrownianymi. Najwięcej kontrowersji wzbudził przyjęty przez kopalnię sposób odprowadzenia wody podsadzkowej.

Kopalnia od kilkunastu lat odprowadzała wodę podsadzkową bezpośrednio zza ściany z osadników (kieszeni) przyścianowych lub kierując ją na poziomy niższe. Ze względu na spodziewaną ilość dopływu dobowego do 5000 m^3 wody podsadzkowej, w celu uzyskania



Rys. 7. Obudowa Glinik NW 18/32 Pp

Fig. 7. Type of lining -Glinik NW 18/32 Pp

pewności szybkiego podsadzania ściany zdecydowano się na wykonanie 3 osadników polowych o pojemności 5000 m^3 każdy, co gwarantuje pełne przyjęcie wody z jednego mulenia.

Wodę, po częściowym osadzeniu frakcji stałych, odpompowuje się z osadników polowych do osadników przyszybowych dwoma pompami HC 150 W.

Pompy typu HC 150 W przeznaczone są do hydrotransportu wody z ziarnami materiałów stałych do średnicy 29 mm. Tak przygotowaną ścianę 175 w pokładzie 416 uruchomiono w lipcu 2000 roku i ... niestety w sierpniu i wrześniu postęp ściany nie przekroczył 50 m/miesiąc, a wydobycie wahało się wokół 1500 ton/dobę.

Co było tego przyczyną? Tama podsadzkowa.

Tama podsadzkowa powtarzalna wykonana wg rozwiązania kopalni „Polska-Wirek" stanowiła ciężką i sztywną konstrukcję wykonaną z łańcucha $\phi 18 \times 64$, na których osadzono dwie warstwy taśmy, pomiędzy którymi umieszczono płótno podsadzkowe.

Ze względu na trudne warunki górniczo-geologiczne w ścianie, a szczególnie:

— zjawisko konwergencji stropu,

— odspajanie się skał stropowych bezpośrednio na linii furty eksploatacyjnej,

— opady stropu w przestrzeni poeksploatacyjnej,

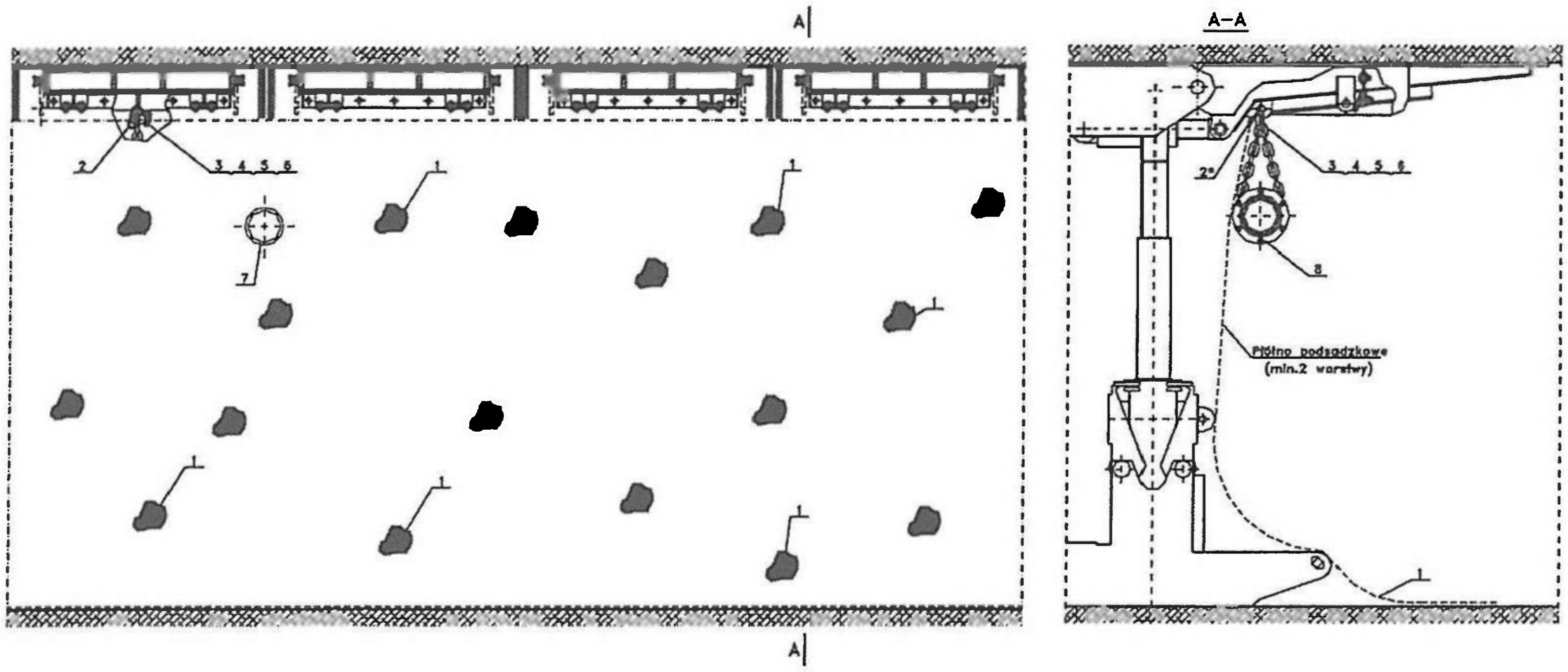
powodujące zmienną wysokość ściany na linii zabudowy tamy podsadzkowej, co skutkowało jej zrywaniem i cyklicznym niszczeniem.

Jednocześnie sztywna konstrukcja tamy powodowała problemy z przesuwem zestawów i brakiem wykorzystania 1,2 metrowego skoku przesuwnika. W celu zapewnienia bezpiecznego i skutecznego sposobu podsadzania kopalnia dokonywała kolejnych modyfikacji. Ostateczne rozwiązanie, które spełnia oczekiwania kopalni w zakresie bezpieczeństwa i jednocześnie gwarantuje uzyskanie wydobycia rzędu 2500—3000 ton/dobę netto przedstawia rysunek 8.

Tama podsadzkowa jest bardzo prosta, składa się:

— z dwóch warstw płótna podsadzkowego (poszczególne pasy płótna zszyte są za pomocą gwoździ),

— uchwytu łączącego płótno podsadzkowe ze stropnicą tylną obudowy zmechanizowanej.



Rys. 8. Tama podsadzkowa według projektu KWK „Pokój

Fig. 8. Slushing dam under the design of Colliery "Pokój''

Tabela 1. Całkowite koszty oddziałowe eksploatacji podsadzkowej ściany 175

Table 1. Total flat costs of slushing mining on the longwall no. 175

Okres		Postęp (mb)	Wydobycie (netto t.)	Urobek (t)	zatrudn. ogółem	w tym G-1	Materiały	Energia	Remonty	Poz. koszty w tym amortyzacja	Ogółem koszty	zł/t wydobycia netto	zł/1 m postępu ściany	zł/t wydobycia brutto
2000	25.VII	10	7 785	11 805	259	77	359 516	13 667	12 787	13 301	865 858	111,22	86 585,80	73,35
	VIII	45	33 161	43 306	137	75	498 245	30 057	25 633	114 306	1 228 766	37,05	27 305,91	28,37
	IX	47	34 476	47 726	135	73	163 592	25 852	40 354	118 165	834 035	24,19	17 745,43	17,48
	X	73	53 656	71 159	139	80	395 890	36 656	126 916	114 434	1 290 667	24,05	17 680,37	18,14
	XI	81	59 773	74 906	134	76	149 125	42 916	64 356	335 600	1 180 680	19,75	14 576,30	15,76
	XII	88	64 850	77 260	124	69	131 324	51 556	47 200	362 699	1 481 393	22,84	16 834,01	19,17
	r-m	344	253 701	326 162	145	75	1 697 692	200 704	317 246	1 058 505	6 881 399	27,12	20 004,07	21,10
2001	I	103	73 478	92 843	145	82	257 989	54 180	48 016	189 868	1 223 836	16,66	11 881,90	13,18
	II	105	74 697	94 437	138	73	165 649	54 815	29 868	283 254	1 126 975	15,09	10 733,10	11,93
	III	103	75 770	90 293	130	74	115 287	53 960	42 809	262 037	988 571	13,05	9 597,78	10,95
	IV	59	40 246	54 111	136	72	173 032	35 839	17 014	252 555	960 163	23,86	16 273,95	17,74
	V	69	52 796	66 781	142	84	65 708	37 617	76 437	204 176	915 112	17,33	13 262,49	13,70
	VI	70	49 745	62 905	150	80	128 659	53 317	60 302	304 796	1 083 153	21,77	15 473,61	17,22
	VII	48	37 927	44 607	167	94	368 183	35 914	107 525	100 949	1 221 402	32,20	25 445,88	27,38
	VIII	56	38 416	55 941	172	95	185 130	35 838	30 531	249 047	1 096 396	28,54	19 578,50	19,60
	IX	52	39 726	53 309	150	84	266 516	43 638	107 625	241 368	1 185 566	29,84	22 799,35	22,24
	r-m	665	482 801	615 227	148	82	1 726 153	405 118	520 127	2 088 050	9 801 174	20,30	14 738,61	15,93
Razem		1 009	736 502	941 389	146	79	3 423 845	605 822	837 373	3 146 555	16 682 573	22,65	16 533,77	17,72

Czoło tamy częściowo wspiera się o sztywny (przyspawany do spągownicy) element układu stabilizującego. Tama współpracuje z rurociągiem podsadzkowym zawieszonym w ścianie za pomocą łańcucha $\phi 18 \times 64$ na uchwytach technologicznych stropnicy. Rurociąg posiada przeguby kulowe, nadające mu elastyczność oraz rozdzielacze mieszaniny podsadzkowej. Kopalnia uzyskała opinię producenta obudowy, że przedstawiona konstrukcja tamy nie wpływa na własności wytrzymałościowe stropnicy i obudowy oraz pozytywne stanowisko WUG-u, że stosowane rozwiązanie nie powoduje naruszenia warunków dopuszczenia obudowy zmechanizowanej.

Po wyczerpaniu aspektów technicznych prowadzenia podsadzkowej ściany 175 i stwierdzeniu, że ściana spełniła oczekiwania w zakresie wielkości wydobycia, wracamy do podstawowego pytania:

Czy ściana podsadzkowa może być konkurencyjna pod względem kosztów wydobycia ze ścianami prowadzonymi na zawał?

Odpowiedź może być tylko jedna — tak!

Za dziewięć miesięcy 2001 roku średni koszt jednostkowy z centrum wydobywczego wyniósł 31,31 zł/tonę. W skład centra wchodzą 4 ściany zawałowe i przedmiotowa podsadzkowa ściana 175 w pokładzie 416.

Wyniki statystyczne nie kłamią, a ściana 175 od początku swojego wybiegu osiągnęła koszt jednostkowy 17,72 zł za tonę.

Reasumując, odpowiednio zaprojektowana ściana podsadzkowa wraz z niezawodnym osprzętem ścianowym i odwadniającym, przy tamie podsadzkowej dobranej indywidualnie do warunków górniczo – geologicznych gwarantuje sukces wydobywczy i ekonomiczny.

4. Podsumowanie

System podsadzkowy jest bardziej pracochłonny od systemu zawałowego, jednak o wiele bardziej przyjazny środowisku naturalnemu. Jedna wysokowydajna ściana podsadzkowa pozwala przy średniej wielkości kopalni ulokować całą własną skałę płonną w pustkach poeksploatacyjnych. Jednocześnie minimalizuje skutki eksploatacji na powierzchni, co jest szczególnie ważne w aspekcie możliwości eksploatacji w filarach wyznaczonych dla aktualnych i przyszłych autostrad łączących Śląsk z resztą kraju i Europy.

Dodatkowo w kopalni „Pokój" system podsadzkowy pozwala w pełni zagospodarować odpady w ilości około 800 m^3/dobę, głównie koncentratu z instalacji membranowej, ze stacji uzdatniania wody dołowej.

The slushing mining application — an example of effective solution in colliery "Pokój"

Abstract

The purpose of this paper is to present the succeeding sphere of activities to modernize technology of longwalls lining and slushing.It made possible slushing longwall no. 175 in the 416 coal bed to be started and as a consequence provided the output and unit cost in caving longwalls level.

The over twenty years experience of engineering staff in the field of application the self-advancing supports on slushing longwalls indicates that it is possible to mechanize in full the coal getting and slushing on condition of adequate choice of lining and slushing shift dam. The choice in question depends on mode of occurance,and in particular on type of green roof and safe roof.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 971—982

Adam FROLIK
Główny Instytut Górnictwa, Katowice

Dynamika i kierunki zmian jakości wód podziemnych w obszarach likwidowanych kopalń w aspekcie ich wykorzystania gospodarczego

Słowa kluczowe

Kopalnia węgla – likwidacja – woda – wykorzystanie

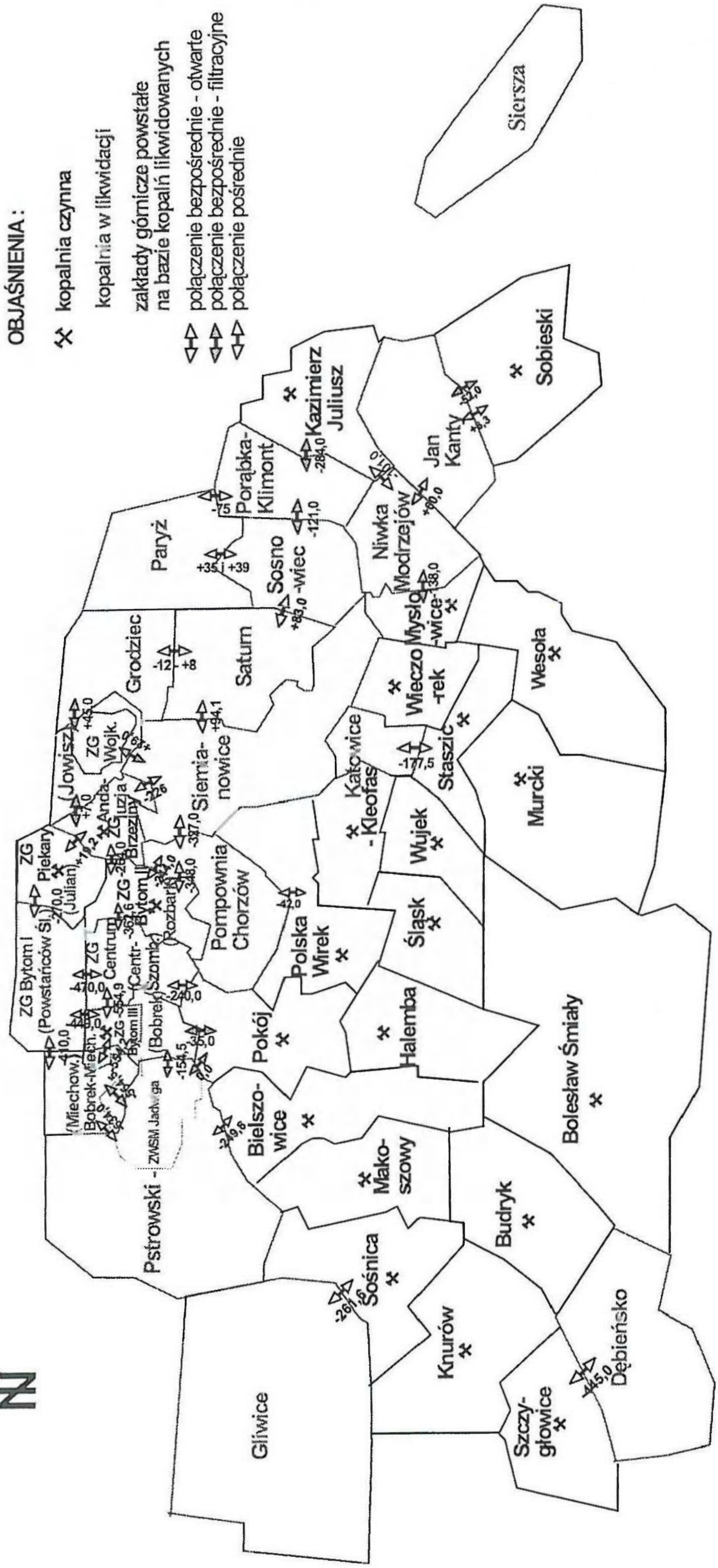
Streszczenie

Zakres problemów związanych z likwidacją kopalni jest bardzo szeroki i obejmuje szereg zagadnień związanych z prawidłową gospodarką złożem, ograniczeniem zagrożeń naturalnych dla kopalń sąsiednich wraz odpowiednimi przedsięwzięciami organizacyjno-technicznymi. Procesy likwidacyjne kopalń prowadzą zwykle do zatopienia pewnej części wyrobisk górniczych, w których przez lata zachodziły procesy utleniania siarczków zawartych w węglu i skałach otaczających. Po zalaniu wyrobisk wodą, siarczki przechodzą do roztworu w postaci łatwo rozpuszczalnych siarczanów, stąd w wodach pompowanych z likwidowanych kopalń następuje z reguły wzrost zawartości jonu SO_4^{2-}. Dotychczasowa likwidacja kopalń w niewielkim tylko stopniu ograniczyła ilość odprowadzanych do rzek wód kopalnianych i związane z tym zanieczyszczenie wód rzecznych. Również w najbliższych latach nie należy oczekiwać znaczącej poprawy jakości wód jak również zmniejszenia ilości wód odprowadzanych z likwidowanych kopalń.

1. Wstęp

Naturalną konsekwencją likwidacji kopalni powinno być zaprzestanie jej odwadniania i samozatopienie wyrobisk górniczych wodami z dopływu naturalnego. Postępowanie takie w większości przypadków na terenach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego nie jest możliwe. W ramach restrukturyzacji górnictwa likwidowane są przede wszystkim stare kopalnie, usytuowane w północnej części GZW, w rejonie siodła głównego i niecki bytomskiej (rys. 1). Spiętrzenie wody w którejkolwiek ze zlikwidowanych kopalń należących do tego zespołu spowodowałoby powstanie zagrożenia wodnego dla kopalń sąsiednich. Kopalnie odosobnione, nie mające połączenia z żadną kopalnią sąsiednią, są bardzo nieliczne. W tej sytuacji likwidowane kopalnie muszą być w większości nadal odwadniane.

Ogólna charakterystyka wód zbiorczych dopływających do kopalń likwidowanych w północno-wschodniej części GZW, przedstawiona została w oparciu o skład chemiczny wód



Rys. 1. Mapa obszarów górniczych w północnej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego

Fig. 1. Map of the north part of Upper Silesian Coal Basin with coal mines mining arcas

dopływających do poszczególnych poziomów i rejonów likwidowanych kopalń. Zbiorcze dane dotyczące wielkości dopływu, mineralizacji ogólnej oraz zawartości chlorków i siarczanów w wodach zbiorczych dopływających do kopalń likwidowanych przedstawiono w tabeli 1.

Tabela 1. Dopływ, mineralizacja ogólna oraz zawartość chlorków i siarczanów w wodach zbiorczych dopływających do kopalń likwidowanych

Table 1. Inflow, mineralization of water and contents of chlorides and sulphates in mine-water from closed mines

Kopalnia	Dopływ m^3/min	Mineralizacja ogólna $[g/dm^3]$	Zawartość jonu Cl^-, g/dm^3	Zawartość jonu SO_4^{2-}, g/dm^3
KWK „Powstańców Śląskich" — ZG Bytom I	3,33	2,981	0,662	0,830
KWK „Pstrowski" — ZWSM „Jadwiga"	11,6	10,800	5,350	0,890
KWK „Gliwice"	5,8	13,678	5,112	2,167
KWK „Dębieńsko"	12,4	14,403	5,687	0,567
KWK „Saturn"	31,5	1,086	0,228	0,404
KWK „Sosnowiec"	7,5	1,150	0,113	0,413
KWK „Paryż"	13,8	1,85	0,281	0,351
KWK „Grodziec"	5,0	7,181	3,313	0,568
KWK „Porąbka-Klimontów"	3,8	2,20	0,237	0,816
KWK „Jowisz-Wojkowice"	1,4	1,489	0,301	0,372
KWK „Barbara-Chorzów",	7,7	6,366	2,117	1,961
KWK „Siemianowice" — ZG Rozalia	20,1	4,461	1,393	1,195
KWK „Niwka-Modrzejów"	13,1	5,868	2,994	0,626
KWK „Jan-Kanty"	34,6	0,862	0,101	0,266
KWK „Katowice-Kleofas" — Ruch II „Katowice"	5,6	9,391	4,662	0,834
KWK „Siersza"	28,4	0,822	0,015	0,318

Cechą charakterystyczną wód w kopalniach likwidowanych jest podwyższona zawartość jonu SO_4^{2-}. Wzrost zawartości tego jonu w wodach następuje zwłaszcza przy ich przepływie przez zroby poeksploatacyjne i jest wynikiem rozpuszczania produktów utleniania pirytów. Przebieg procesu i jego dynamika zależą od wielu czynników, związanych z naturalnymi warunkami geologicznymi i hydrogeologicznymi oraz ich późniejszymi zmianami spowodowanymi robotami górniczymi i procesami likwidacyjnymi. W większości likwidowanych kopalń w wyniku podniesienia bazy drenażu, zatopione zostają znaczne partie podpoziomowych zrobów, dlatego po osiągnięciu zakładanego poziomu odwadniania, w wodach odprowadzanych

z likwidowanej kopalni początkowo należy oczekiwać raczej dalszego wzrostu zawartości jonu SO_4^{2-}. Dopiero po ustabilizowaniu się warunków hydrodynamicznych w rejonie zlikwidowanej kopalni ustali się określona tendencja zmian jakości wody. W dłuższej perspektywie czasowej wskutek zasilania zrobów wodami wysłodzonymi, infiltrującymi z powierzchni lub z poziomów wodonośnych w nadkładzie powinny dominować tendencje do wysładzania wody i obniżenia zawartości jonu SO_4^{2-} w wodach odprowadzanych z kopalń likwidowanych.

2. Przemiany chemiczne zachodzące w wodach kopalnianych

Głównym procesem powodującym zmiany chemizmu wód przepływających przez zroby poeksploatacyjne lub w nich stagnujących jest rozpuszczanie produktów utleniania pirytów. Powstający w procesie utleniania pirytu kwas siarkowy może rozkładać inne niesiarczkowe minerały, uwalniając przede wszystkim metale ciężkie. Występowanie dwusiarczków żelaza (piryt, markasyt) w pokładach węgla kamiennego oraz w skałach towarzyszących w obszarze GZW jest powszechne. Związki te łącznie z siarką siarczanową oraz organiczną decydują o zawartości siarki całkowitej w węglu, która zmienia się zarówno w poszczególnych seriach stratygraficznych jak również wraz z głębokością i rozprzestrzenieniem poziomym pokładów. W obszarze Zagłębia zawartość siarki całkowitej w pokładach węgla kształtuje się następująco: 0,5—7,0% (średnio 2,4%) w warstwach libiąskich i łaziskich, 0,2—4,6% (średnio 1,0%) w warstwach orzeskich i siodłowych, 0,3—3,3% (średnio 0,9%) w warstwach rudzkich i 0,4——5,3% (średnio 1,2%) w warstwach brzeżnych. Udział siarki pirytowej w ogólnej zawartości siarki całkowitej na ogół przekracza 70% (Rogoż, Posyłek 2000).

Mechanizm utleniania pirytu był przedmiotem wielu badań, których wyniki często nie są jednoznaczne (Twardowska 1981). Badania te były bowiem prowadzone w laboratoriach, gdzie nie można uwzględnić całokształtu warunków charakteryzujących rzeczywiste środowisko naturalne. Generalnie stwierdzono, że utlenianie pirytu może przebiegać zarówno na drodze tlenowej jak i beztlenowej.

W pierwszym przypadku czynnikiem utleniającym jest tlen gazowy, przy czym istotnymi czynnikami wpływającymi na przebieg procesu jest obecność wody, jej temperatura oraz stężenie w roztworze żelaza, siarczanów i innych jonów. W najprostszej postaci reakcję utleniania pirytu opisuje równanie:

$$2FeS_2 + 2H_2O + 7O_2 = 2FeSO_4 + 2H_2SO_4 \text{ (exoterm.)},$$

przy czym kolejne stopnie tej reakcji mogą być następujące:

$$4FeSO_4 + 2H_2SO_4 + O_2 = 2Fe_2(SO_4)_3 + 2H_2O$$

$$Fe_2(SO_4)_3 + 6H_2O = 2Fe(OH)_3 + 3H_2SO_4$$

Ostatecznym rezultatem tych reakcji może być dalsze powiększanie kwaśnego odczynu wody.

Drugi system polega na beztlenowej oksydacji pirytu za pomocą żelaza trójwartościowego, przy czym proces ten jest kontrolowany przez adsorpcję Fe^{2+} oraz Fe^{3+} na powierzchni pirytu

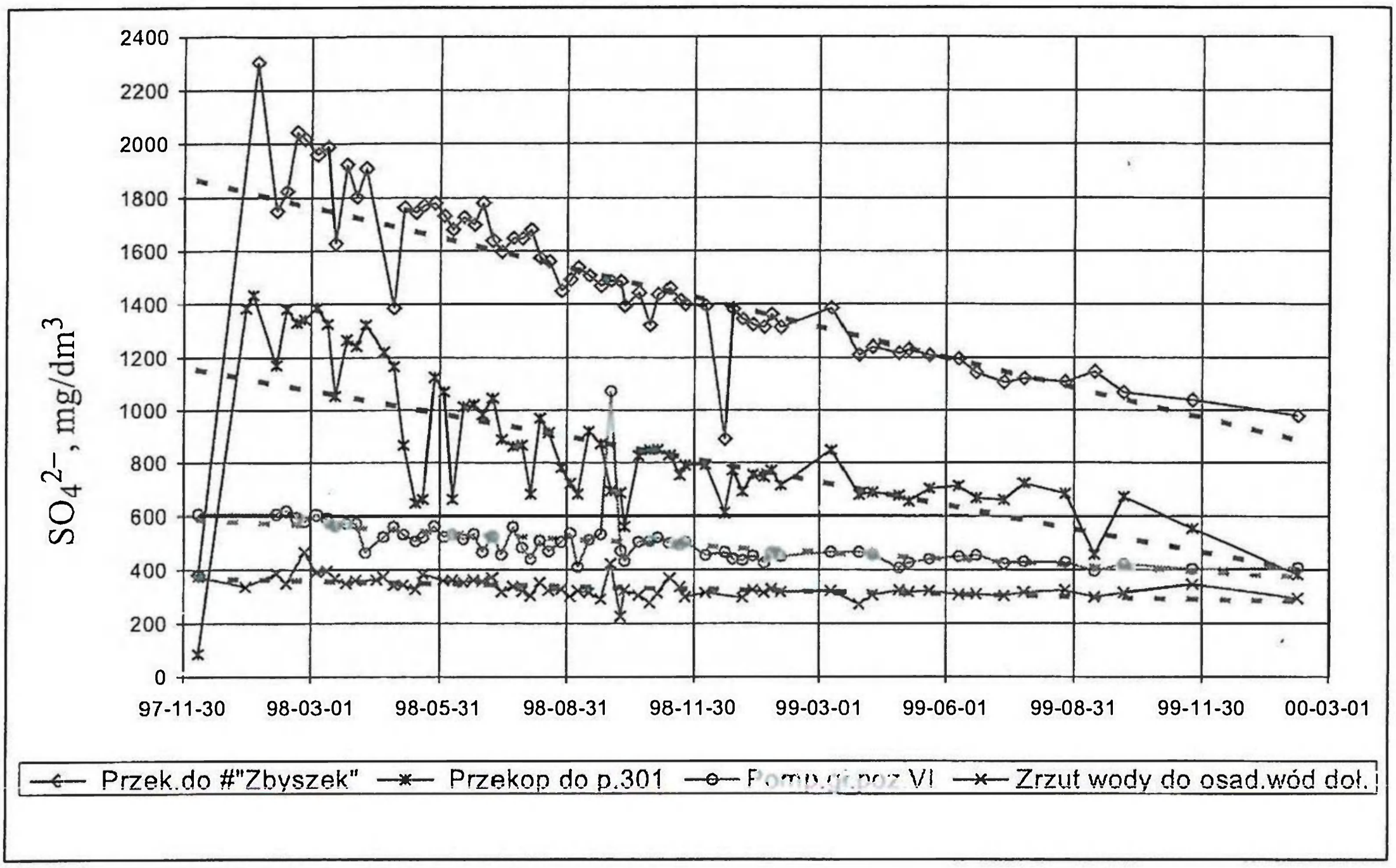
a utlenianie pirytu odbywa się wyłącznie na powierzchni zajętej przez jony Fe^{3+}. Intensywność beztlenowego rozkładu pirytu zależy więc od stosunku Fe^{3+}/Fe^{2+}. W procesie oksydacji pirytu za pomocą żelaza trójwartościowego istotną rolę odgrywa obecność bakterii Thiobacillus ferrooxidans. Stopień przyspieszenia reakcji Fe^{2+} w wyniku działalności bakteryjnej oceniany jest w bardzo szerokim przedziale od 2—3 krotnego do 10^6 i jest silnie uzależniony od warunków środowiskowych. Stwierdza się, że maksymalne utlenianie Fe^{2+} następuje w temperaturze 37°C a najintensywniejszy wzrost bakterii obserwuje się w temperaturze 28°C przy odczynie pH 3,0—4,2. Granice aktywności bakterii określa się temperaturą 50°C i pH > 6,5, jednak szereg badań wskazuje, że mają one zdolność adaptacyjną do specyficznych warunków środowiska jak odczyn silnie kwaśny lub silnie alkaliczny, wysokie stężenie chlorków, jonów metali itd.

3. Czynniki wpływające na jakość wód pompowanych z likwidowanych kopalń

Oprócz przemian chemicznych, ważną rolę w kształtowaniu się chemizmu wód w zatopionych wyrobiskach odgrywają procesy infiltracji i wymiany wód. Natężenie tych procesów zależy od głębokości zatopionych wyrobisk oraz reżimu hydrodynamicznego. Istotnych informacji o zakresie i tempie zmian chemizmu wód po zatopieniu wyrobisk, dostarczają obserwacje przeprowadzone po zatopieniu zrobów pokładów 214 i 301 w partii B kopalni „Siersza" położonych podpoziomowo w stosunku do poziomu 360 m (Frolik i in. 2000).

Przed zatopieniem w roku 1997 pompowni oddziałowej odwadniającej podpoziomowe partie zrobów, dopływ do wyrobisk w pokładzie 214 wynosił około 0,8 m^3/min, z czego około połowa spływała przez spękany górotwór do niżej położonych wyrobisk w pokładzie 301, pozostała część, ujęta na tamie izolacyjnej odprowadzana byłą rurociągiem bezpośrednio do pompowni. Dopływ z wyrobisk w pokładzie 301 wynosił około 2,5 m^3/min. Po zatopieniu pompowni, w zrobach pokładu 214 powstał zbiornik W-8 o pojemności 35000 m^3, z przelewem na rzędnej +17 m, woda po przelewie ze zbiornika spływała przekopem do szybu Zbyszek. W zrobach pokładu 301 powstał zbiornik W-9 o pojemności 393000 m^3, z przelewami na rzędnych +14 m i +18 m, woda po przelewach ze zbiornika spływała przekopem do pokładu 301 do systemu głównego odwadniania na poz. VI (360 m) przy szybie Artur. Od momentu rozpoczęcia zatapiania zrobów (grudzień 1997 r.) prowadzono obserwacje chemizmu wód wypływających z przekopu do szybu Zbyszek oraz z przekopu do pokładu 301, ich wyniki przedstawiono na rysunku 2.

Woda dopływająca do pokładu 301 przed powstaniem zbiornika w zrobach charakteryzowała się niewielką zawartością siarczanów ~86 mg/dm^3, natomiast wody w przekopie do szybu Zbyszek zawierały około 382 mg/dm^3 jonu SO_4^{2-}. Po zatopieniu zrobów zawartość siarczanów w wodzie przelewającej się z chodnika wodnego w pokładzie 214 do przekopu do szybu Zbyszek wzrosła na początku 1998 r. do 2305 mg/dm^3 i w okresie do lutego 2000 r. zmalała do około 980 mg/dm^3. Natomiast zawartość siarczanów w wodzie wypływającej z przekopu do pokładu 301 po zatopieniu zrobów i osiągnięcia przelewu na początku 1998 r. wzrosła do 1431 mg/dm^3, po czym obserwowano jej systematyczne zmniejszanie się do około 380,6 mg/dm^3 w lutym 2000 r. Zawartość chlorków w wodach w obu miejscach przelewu ze zrobów w ciągu całego okresu obserwacyjnego nie uległa zmianie i kształtowała się w granicach 10—20 mg/dm^3, podobnie jak odczyn pH utrzymujący się w granicach 6,2—7,5.



Rys. 2. Zawartość jonu SO_4^{2-} w wodach KWK „Siersza"

Fig. 2. Contents of SO_4^{2-} ion in mine-water from KWK "Siersza" mine

Ze względu na niewielki udział wód wypływających z zatopionych zrobów w pokładach 214 i 301 (zbiorniki W-8/1997 i W-9/1997) w stosunku do ogólnej ilości wód dopływających do poziomu VI i całej kopalni, przejściowy wzrost zawartości siarczanów w wodach ze zrobów na początku 1998 roku znalazł niewielkie odbicie w chemiźmie wód odprowadzanych z pompowni na poziomie VI i w niewielkim stopniu wpłynął na chemizm wód odprowadzanych do osadnika powierzchniowego.

Podobne wnioski wynikały z obserwacji przeprowadzonych w trakcie zatapiania zbiornika pz-5 w kopalni „Trzebionka" (Motyka 1998). Stwierdzono, że po zatopieniu zrobów jakość wypływającej z nich wody początkowo uległa pogorszeniu a następnie wyraźnie się poprawia. Dynamika tych zmian jest zależna od natężenia przepływu wody, im większy przepływ tym szybciej następuje poprawa jakości wody.

W kopalni „Bolesław Śmiały" (Frolik 2000) z odwadniania zrobów pokładów 314, 317 i 318 dopływało około 0,9—1,2 m^3/min wody o mineralizacji około 1,6 g/dm^3 i zawartości jonu SO_4^{2-} około 0,5 g/dm^3 [1]. Po zatopieniu zrobów w pokładzie 318 powstał zbiornik o pojemności około 500 tys. m^3, ze zbiornika początkowo wypływała woda o mineralizacji około 4,5 g/dm^3 i zawartości jonu SO_4^{2-} rzędu 3 g/dm^3. W okresie od października 1990 do maja 1999 (ok. 8,5 lat), przy dopływie dynamicznym rzędu 0,5—1,0 m^3/min, mineralizacja wód wypływających z przelewu ze zbiornika obniżyła się do około 2,85 g/dm^3, a zawartość siarczanów do niespełna 1,5 g/dm^3.

Analiza zmian jakości wód pompowanych ze zlikwidowanych w północno-wschodniej części GZW kopalń lub ich części potwierdza, że istotny wpływ na chemizm tych wód ma

łączność hydrauliczna zrobów z poziomami wodonośnymi w nadkładzie karbonu, a w rejonach eksploatacji przywychodniowych partii pokładów zasilanie zrobów wodami infiltrującymi z powierzchni. Ze względu na krótki czas, jaki upłynął od zaprzestania eksploatacji i zakończenia prac likwidacyjnych, w większości analizowanych przypadków tendencje zmian jakości wody są mało wyraźne. Wpływ na to ma między innymi: sposób odwadniania zlikwidowanej kopalni, łączenie dopływów z różnych poziomów lub pompowanie selektywne, przepływy do kopalń sąsiednich, stosowanie popiołów z elektrowni do likwidacji wyrobisk górniczych oraz możliwość infiltracji z powierzchni wód zanieczyszczonych. Istotne znaczenie ma również częstotliwość opróbowania wód kopalnianych zarówno przed, jak i po likwidacji zakładu górniczego.

Duże znaczenia ma stopień odkrycia hydrogeologicznego struktury karbońskiej warunkujący możliwości zasilania warstw karbonu rozciętych wyrobiskami górniczymi. Generalnie można stwierdzić, że istnieje bardzo wyraźna różnica chemizmu wód w zbiornikach bezodpływowych oraz w zbiornikach, z przepływem wody. Niższa mineralizacja wody jest również obserwowana w zbiornikach usytuowanych przy wychodniach lub na małych głębokościach, w strefie intensywnej wymiany wód. Wody przepływające przez zroby, zależnie od kształtowania się zawartości jonów HCO_3^- i SO_4^{2-} można ogólnie podzielić na dwa podstawowe typy: HCO_3-Ca-Mg lub HCO_3-Na oraz SO_4-Ca-Mg. Zawartość jonów HCO_3^- i SO_4^{2-} w wodach zmienia się w zależności od istnienia kontaktów hydraulicznych umożliwiających zasilanie zrobów wodami ze strefy infiltracji. W warunkach pełnego odkrycia struktury karbońskiej jak to ma miejsce w przypadku zlikwidowanej kopalni „Barbara-Chorzów" obserwuje się zmniejszanie się mineralizacji wód pompowanych z kopalni i w takich warunkach ilość wymywanych związków chemicznych z górotworu na drodze przepływu wód infiltracyjnych zmniejsza się (Rogoż, Posyłek 2000). Wody pompowane ze zlikwidowanej kopalni „Barbara-Chorzów" są typu SO_4-Ca-Mg, o zawartości jonu SO_4^{2-} 1,2—2,0 g/dm^3 i odczynie od słabo zasadowego do słabo kwaśnego, pochodzą głównie z odwadniania zrobów pokładów warstw siodłowych w rejonie siodła głównego nie izolowanych hydrogeologicznie. W wodach pompowanych z rejonu Barbara (poz. 321 m) zaobserwowano najbardziej wyraźną tendencję spadkową; w okresie 16 lat od jego likwidacji mineralizacja ogólna zmniejszyła się o 1 g/dm^3 (od około 3,5 do 2,5 g/dm^3) a zawartość jonu SO_4^{2-} o 0,8 g/dm^3 (od około 2,0 do 1,2 g/dm^3). Nieco mniejsze zmiany wystąpiły w wodach z rejonu Chorzów (poz. 187 i 230 m), w okresie 12 lat zawartość jonu SO_4^{2-} zmniejszyła się tylko o 0,5 g/dm^3, co w przypadku tym należy wiązać ze zwiększonymi wypływami wody ze zrobów. Charakterystyczne jest, że mimo tendencji wysładzania się wód pompowanych ze zrobów likwidowanych kopalń, odczyn tych wód nie uległ większym zmianom i generalnie miał wartość pH około 7,5.

Chemizm wód pompowanych z kopalń likwidowanych jest związany z naturalnym układem hydrochemicznym w warstwach drenowanych przez wyrobiska górnicze, a ponadto kształtowany jest przez procesy chemiczne zachodzące w zrobach oraz warunki hydrodynamiczne w otoczeniu. Na chemizm wód w zrobach mogą mieć wpływ również czynniki związane z technologią eksploatacji oraz likwidacją wyrobisk, do której stosowane są różnego rodzaju odpady (Rogoż, Posyłek 2000). Wody w płytko położonych zrobach mogą ponadto ulegać lokalnemu zanieczyszczeniu w rejonie składowisk odpadów. Zmiany jakości wód pompowanych z kopalń likwidowanych mogą zatem przebiegać różnokierunkowo, szczególnie w pierwszym okresie po likwidacji. Po ustabilizowaniu się warunków hydrodynamicznych

w rejonie zlikwidowanej kopalni będzie ustalała się określona tendencja zmian jakości pompowanych wód. Z doświadczeń kopalni „Siersza wynika, że wpływ lokowania odpadów w zrobach na jakość wód kopalnianych nie zawsze jest jednoznaczny. W kopalni tej od 1993 stosowane były między innymi (jako dodatek do mieszaniny podsadzkowej) silnie zasiarczone odpady powstające w procesie odsiarczania i wzbogacania miału węglowego w Pilotowym Zakładzie Odsiarczania Miału. Mimo to, monitoring prowadzony w rejonach lokowania odpadów osadzarkowych nie potwierdził tu wpływu stosowania odpadów na zmiany składu chemicznego wody w stosunku do obserwowanego na przestrzeni długiego czasu ogólnego tła hydrochemicznego wód z tego rejonu.

W kopalniach węgla kamiennego w obszarze GZW zasadniczo nie występują wody kwaśne, jak to ma miejsce w górnictwie węgla kamiennego w Stanach Zjednoczonych, rud cyny w Wielkiej Brytanii oraz rud polimetalicznych w Hiszpanii, gdzie wody kopalniane charakteryzują się wartościami pH dochodzącymi do 1,5 i wysokimi zawartościami siarczanów oraz metali ciężkich. Wody zbiorcze pompowane z kopalń węgla w obszarze GZW mają zazwyczaj odczyn słabo kwaśny lub zasadowy, tylko lokalnie mogą występować wycieki wód kwaśnych, które ze względu na małe natężenie nie mają istotnego wpływu na charakter chemiczny całości wód odprowadzanych na powierzchnię. Występowanie wód kwaśnych związane jest najczęściej z infiltracją wód zanieczyszczonych odpadami przemysłowymi składowanymi na powierzchni terenu lub też technologią podsadzania czy rodzajem podsadzki itp.

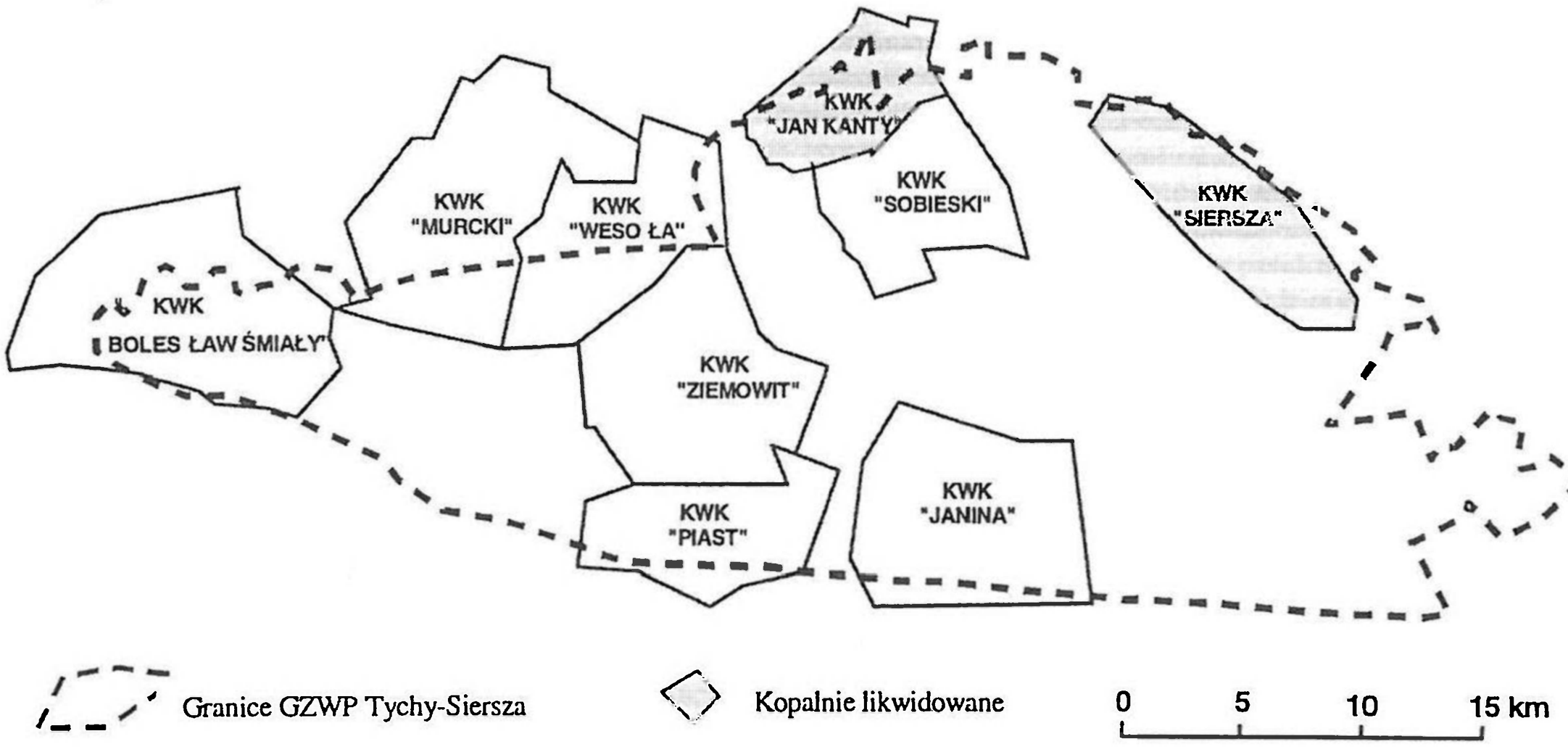
4. Zagrożenia dla wód użytkowych karbońskiego poziomu wodonośnego wynikające z likwidacji kopalń

Wody słodkie występują we wszystkich ogniwach stratygraficznych karbonu, w pobliżu wychodni lub przykrycia utworów karbonu przepuszczalnym nadkładem. Głębokość występowania wód słodkich jest zróżnicowana, występują w przedziale 150 do 300 m, dochodząc do 500 m ppt, w zasięgu drenującego oddziaływania kopalń węgla kamiennego. Największe znaczenie z punktu widzenia zasobów posiada Główny Zbiornik Wód Podziemnych C/2 — Tychy–Siersza (rys. 3).

Jest to zbiornik typu szczelinowo-warstwowego obejmujący górnośląską serię piaskowcową: głównie warstwy łaziskie i libiąskie. W granicach zbiornika znajdują się obszary górnicze 9 kopalń węgla kamiennego; poczynając od wschodu są to obszary kopalń: „Siersza" „Janina", „Sobieski", „Jan Kanty", „Piast", „Ziemowit", „Wesoła", „Murcki" i „Bolesław Śmiały", dwie z nich KWK Siersza oraz KWK „Jan Kanty" zostały zlikwidowane. Łącznie z kopalń tych odprowadzano prawie 350 tys. m^3/dobę wody, z tego około 150 tys. m^3/dobę to wody słodkie o mineralizacji nie przekraczającej 1000 mg/dm^3. Wody te zawierają zwykle podwyższoną zawartość siarczanów, co najczęściej ogranicza ich przydatność jako wód pitnych (Frolik 2000). Zestawienie ilości wód słodkich odpompowywanych z poszczególnych kopalń w roku 1998 przedstawia tabela 2.

W obrębie zbiornika występuje około 68 ujęć wód podziemnych, w szybach kopalnianych, studniach i otworach wiertniczych. W ostatnich latach wskutek spadku zapotrzebowania, ilość wód wykorzystywanych do celów pitnych uległa wyraźnemu zmniejszeniu. Największe ilości wód pitnych pobierane są obecnie z następujących ujęć:

— ujęcie z szybów kopalni „Janina" — ~10 tys. m^3/dobę,



Rys. 3. Obszary górnicze kopalń węgla kamiennego w obrębie karbońskiego Głównego Zbiornika Wód Podziemnych - C/2 Tychy-Siersza

Fig. 3. Coal mines mining areas within the Carboniferous Major Groundwater Aquifers (MGWA) — C/2 Tychy–Siersza

Tabela 2. Ilości wód słodkich odprowadzanych z kopalń zlokalizowanych w granicach karbońskiego GZWP — C/2 Tychy–Siersza

Table 2. Amount of fresh water outflow from mines located within Carboniferous MGWA C/2 Tychy–Siersza

Kopalnia	Głębokość występ. wód słodkich	Ilość wody m^3/d	Średnia zawartość jonu Cl^-, mg/dm^3	Średnia zawartość jonu SO_4^{2-} mg/dm^3	Średn. mineralizacja mg/dm^3
Bolesław Śmiały	Poz. 300 m	4 268	32	373	940
Jan Kanty	Poz. 270 m	24 403	166	264	925
Janina	Poz. 350 m	17 208	85	152	837
Murcki	Poz. 416 m	25 085	53	217	761
Piast	Poz. 200 m	1 577	150	6	600
Siersza	Poz. 360 m	40 537	15	316	473
Sobieski	Poz. 500 m	6 479	58	177	738
Wesoła	Poz. 465 m	5 810	109	196	931
Ziemowit	Poz. 310 m	21 987	100	218	473

— otwory odwadniające szyby Lech I i Lech 2 KWK „Siersza" — ~6,5 tys. m^3/dobę,
— studnie Zakładów Tworzyw Sztucznych „Erg" w Bieruniu Starym — ~4,0 tys. m^3/dobę,
— studnie Browarów Tyskich w Tychach i Mikołowie — ~3,5 tys. m^3/dobę.

Czynnikiem ograniczającym wykorzystanie wód kopalnianych do celów pitnych są trudności związane z selektywnym ujęciem wód, znaczna zawartość zawiesiny oraz na ogół podwyższone zawartości siarczanów (dla wód pitnych dopuszczalna zawartość siarczanów wynosi 250 mg/dm^3) . Duże ilości wody z odwodnienia wyrobisk górniczych wielu kopalń wykorzystywane są do celów przemysłowych przez elektrownie: „Łaziska", „Jaworzno III" i „Siersza". Również w tym przypadku głównym kryterium przydatności wód do celów technologicznych jest zawartość w nich siarczanów. Wody używane do celów chłodniczych elektrowni krążąc w obiegu zamkniętym wskutek odparowania wzbogacają się w siarczany, górną granicę zawartości siarczanów w wodach zużytych, odprowadzanych z elektrowni, stanowi wielkość dopuszczalna dla ścieków wprowadzanych do wód i gruntów (500 mg/dm^3). Najczęściej do celów chłodniczych wykorzystywano wody o zawartości siarczanów nieznacznie przekraczającej wielkość dopuszczalną dla wód pitnych (250 mg/dm^3), przy zawartości siarczanów >300 mg/dm^3 wzrasta bowiem znacznie zapotrzebowanie na wodę.

Procesy likwidacyjne kopalń prowadzą zwykle do zatopienia pewnej części wyrobisk górniczych, w których przez lata zachodziły procesy utleniania siarczków zawartych w węglu i skałach otaczających. Po zalaniu wyrobisk wodą, siarczki przechodzą do roztworu w postaci łatwo rozpuszczalnych siarczanów, stąd w wodach pompowanych z likwidowanych kopalń następuje z reguły niekorzystny z punktu widzenia możliwości wykorzystania tych wód wzrost zawartości jonu SO_4^{2-}. Wpływ prac likwidacyjnych na pogorszenie jakości wód wykorzystywanych do celów przemysłowych przez elektrownie „Siersza" i „Jaworzno III", zwłaszcza w odniesieniu do zawartości jonu SO_4^{2-}, obserwowano już w trakcie częściowej likwidacji kopalń „Siersza" i „Jan Kanty" przed rokiem 1999.

Mając na uwadze wyniki obserwacji składu chemicznego wód dołowych oraz jego zmian w stosunku do ogólnego tła hydrochemicznego w końcowym stadium likwidacji kopalni, można stwierdzić, że w przypadku kopalni „Siersza" po zaprzestaniu jej odwadniania, początkowo może nastąpić wzrost mineralizacji wody wypełniającej zatopione wyrobiska górnicze. Wzrost mineralizacji będzie związany głównie ze wzrostem zawartości jonu SO_4^{2-}, którego stężenie może kształtować się na poziomie maksymalnych dotychczas obserwowanych wartości, a zatem około 1500 mg/dm^3. Po wytworzeniu się nowego układu hydrodynamicznego, obejmującego warstwy karbonu rozcięte wyrobiskami górniczymi oraz horyzonty wodonośne w jego nadkładzie będzie następowało obniżenie się mineralizacji wód w zatopionych zrobach w następstwie krążenia wód poziemnych w obszarze zlewni regionalnej. Ze względu na silnie rozwinięte kontakty hydrauliczne poziomu warstw krakowskiej serii piaskowcowej z poziomami wodonośnymi w nadkładzie karbonu oraz z wodami powierzchniowymi można oczekiwać, że w zatopionych wyrobiskach ustali się w przyszłości naturalna strefowość hydrochemiczna zgodna z regionalnym układem wodnym. Czas po którym nastąpi samooczyszczenie wód w stopniu pozwalającym na ich użytkowanie nawet do celów przemysłowych może być bardzo długi.

Natomiast w przypadku kopalni „Jan Kanty", z uwagi na niezmienioną podstawę drenażu (utrzymanie poziomu odwadniania na rzędnej +10,0 m), nie przewiduje się większych zmian wielkości dopływu. Jakość wody zbiorczej będzie wynikiem uśredniania składu che-

micznego wód dopływających do sytemu głównego odwadniania z poszczególnych rejonów kopalni.

5. Podsumowanie

Ilość wód, jaka będzie dopływać do kopalni po jej zatopieniu, będzie zależeć od wysokości, na jakiej ustabilizuje się zwierciadło wody w wyrobiskach górniczych. W przypadku kopalni zespołowej zwierciadło wody ustali się na rzędnej najniższego połączenia z sąsiednią kopalnią a dopływ będzie funkcją tej wysokości. W przypadku kopalni odosobnionej, w której zwierciadło wody ustali się na średniej wysokości poziomu piezometrycznego karbońskiego piętra wodonośnego, dopływ do kopalni zaniknie. Woda w wyrobiskach górniczych znajdzie się w równowadze hydrodynamicznej z wodami podziemnymi w poziomach wodonośnych karbonu, a przypadku połączeń hydraulicznych z poziomami wodonośnymi w nadkładzie karbonu, zwierciadło wody w wyrobiskach górniczych może się ustalić na poziomie pośrednim, będącym wypadkową ciśnień wody w nadkładzie i w karbonie. W wyrobiskach górniczych i w ich otoczeniu wytworzy się nowy układ równowagi hydrodynamicznej.

Głównym procesem powodującym zmiany chemizmu wód przepływających przez zroby poeksploatacyjne jest rozpuszczanie produktów utleniania pirytów. Przebieg tego procesu i jego dynamika zależą od szeregu czynników, które są związane z naturalnymi warunkami geologicznymi i hydrogeologicznymi w górotworze oraz ich późniejszymi zmianami spowodowanymi robotami górniczymi.

W oparciu o wyniki obserwacji zmian składu chemicznego wód dołowych, spowodowanych zmianami warunków przepływu wód w zrobach, można stwierdzić, przy całkowitym zatopienia kopalni jak to ma miejsce w przypadku kopalni „Siersza", w początkowym okresie nastąpi wzrost mineralizacji wody wypełniającej zatopione wyrobiska górnicze. Wzrost mineralizacji będzie związany głównie ze wzrostem zawartości jonu SO_4^{2-}. Po wytworzeniu się nowego układu hydrodynamicznego, obejmującego warstwy karbonu rozcięte wyrobiskami górniczymi oraz poziomy wodonośne w nadkładzie, będzie następowało obniżenie mineralizacji wód w zatopionych zrobach. W następstwie krążenia wód podziemnych w zatopionych wyrobiskach ustali się w przyszłości naturalna strefowość hydrochemiczna zgodna z regionalnym układem wodnym. Czas po którym nastąpi samooczyszczenie wód w stopniu pozwalającym na ich użytkowanie nawet do celów przemysłowych jest na obecnym etapie badań trudny do określenia.

Jeżeli odwadnianie kopalni likwidowanej musi być kontynuowane, a podstawa drenażu nie może być zmieniona ze względu na bezpieczeństwo czynnych kopalń, nie przewiduje się większych zmian wielkości dopływu. Jakość wody zbiorczej nie pogorszy się, a jej skład chemiczny będzie wynikiem uśredniania składu chemicznego wód dopływających dotąd do systemu odwadniania, z poszczególnych rejonów kopalni (np. KWK „Jan Kanty").

W większości likwidowanych kopalń, gdzie nastąpi tylko podniesienie bazy drenażu i zatopione zostaną pewne partie podpoziomowych zrobów, po osiągnięciu zakładanego poziomu odwadniania można oczekiwać tylko niewielkiego wzrostu zawartości jonu SO_4^{2-} w wodzie. Później po ustabilizowaniu się warunków hydrodynamicznych w rejonie zlikwidowanej kopalni powinna ustalić się określona tendencja zmian jakości pompowanej wody. Na wskutek zasilania zrobów wodami wysłodzonymi, infiltrującymi z powierzchni lub z poziomów wodonośnych

w nadkładzie powinny dominować tendencje do wysładzania wody i obniżenia zawartości jonu SO_4^{2-} w odprowadzanej z kopalni wodzie.

W granicach karbońskiego Głównego Zbiornika Wód Podziemnych C/2 – Tychy–Siersza znajdują się obszary górnicze 9 kopalń węgla kamiennego: „Siersza" „Janina", „Sobieski", „Jan Kanty", „Piast", „Ziemowit", „Wesoła", „Murcki" i „Bolesław Śmiały". Z kopalń tych odprowadza się prawie 350 tys. m^3/dobę wody, z tego około 150 tys. m^3/dobę wody słodkiej o mineralizacji poniżej 1 g/dm^3. Czynnikiem ograniczającym wykorzystanie wód dołowych do celów pitnych jak i przemysłowych, są trudności związane z selektywnym ujęciem wód, znaczna zawartość zawiesiny oraz na ogół podwyższona zawartość siarczanów. Likwidacja kopalń stanowi zagrożenie dla wód użytkowych tego zbiornika, zatopienie starych zrobów prowadzi z reguły do wzrostu zawartości jonu SO_4^{2-} w wodzie odprowadzanej z kopalni i w przyszłości może ograniczyć możliwości gospodarczego wykorzystania wód z tego zbiornika, w granicach likwidowanych kopalń.

Literatura

Frolik A., 2000: *Zagrożenia dla wód użytkowych karbońskiego poziomu wodonośnego wynikające z likwidacji kopalń.* VIII Konferencja na temat: Problemy geologii w ekologii i górnictwie podziemnym, Szczyrk.

Frolik i in., 2000: *Dynamika i kierunki zmian jakości wód podziemnych w obszarach likwidowanych kopalń w aspekcie ich wykorzystania gospodarczego*. Dokumentacja Głównego Instytutu Górnictwa. Katowice.

Rogoż. M., Posyłek E., 2000: *Problemy hydrogeologiczne w polskich kopalniach węgla kamiennego*. Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice.

Twardowska I., 1981: *Mechanizm i dynamika ługowania odpadów karbońskich na zwałowiskach*. Wyd. PAN, Prace i Studia nr 25, Wrocław–Warszawa.

Solik-Heliasz E., 1999, 2000: *Baza danych hydrogeologicznych dotyczących dopływów wody do kopalń i ich mineralizacji*. Dokumentacja Głównego Instytutu Górnictwa. Katowice.

Dynamics and directions of changes in ground-water quality in closing mines areas, in aspect of its domestic and industrial use

Abstract

The scale of problems concern mines' closure is very large and contains many issues, like: proper deposit management or natural endangering limitation for neighbouring mines. Mines' closure usually leads to mine section flooding, where for years proceeded oxidation of sulphides contained in carbon and surrounded rocks. After flooding come into existence easy dissolved sulphates, thus in water pumping from closed mines proceed, as a rule, growth of SO_4^{2-} contents. Up to this time, mines' closure process only in a little part limited mine-water inflow to rivers and connected with this river-water contamination. Likewise, in the nearest time, we cannot expect significant amelioration of water quality and reduction of mine-water inflow from closed mines.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 983—992

Jan DRENDA
Józef SUŁKOWSKI
Politechnika Śląska, Gliwice

Klimatyzacja sektorowa na froncie oddziału eksploatacyjnego kopalń rudy miedzi szansą bezpiecznego wydobycia

Słowa kluczowe

Wentylacja kopalń – klimatyzacja kopalń – bezpieczeństwo pracy

Streszczenie

Poprawa klimatycznych warunków pracy w oddziałach kopalń miedzi, w których stosuje się filarowo-komorowy system eksploatacji, wymaga stosowania klimatyzacji. W artykule opisano klimatyzację sektorową frontów eksploatacyjnych polegającą na usytuowaniu chłodnic powietrza w sektorach frontu. Wykazano jej zalety w stosunku do chłodzenia powietrza tylko na wlocie do oddziału, polegające na uzyskaniu równomiernej zmiany temperatury powietrza wzdłuż frontu oraz niższej jej wartości na wylocie.

1. Wstęp

Eksploatacja rudy miedzi w Legnicko-Głogowskim Zagłębiu Miedziowym stopniowo schodzi poniżej poziomu 1000 m powodując pogarszanie się klimatycznych warunków pracy, głównie poprzez wzrost temperatury powietrza. Zapewnienie bezpieczeństwa termicznego górników pracujących na froncie eksploatacyjnym oraz temperatur powietrza spełniających kryteria norm klimatycznych, wymaga stosowania klimatyzacji [6]. Obniżenie temperatury powietrza jakie zachodzi w wymienniku ciepła (parowniku maszyn klimatyzacyjnych o działaniu bezpośrednim lub chłodnicy w maszynach klimatyzacyjnych o działaniu pośrednim) powoduje również zmiany innych parametrów powietrza a mianowicie wilgotności względnej i właściwej. Stosowana obecnie w kopalniach węgla i miedzi klimatyzacja lokalna pojedynczych przodków korytarzowych z zastosowaniem ziębiarek lub chłodnic, daje dobre wyniki, natomiast instalowanie tych urządzeń na wlotach do przodków ścianowych lub frontów eksploatacyjnych w tych kopalniach, nie zapewnia prawidłowych warunków klimatycznych wzdłuż całej długości przodka lub frontu. Stan ten poprawić może przedstawiona w niniejszym referacie metoda klimatyzacji sektorowej posiadająca pewne wspólne cechy z klimatyzacją ściany węglowej z rozmieszczonymi chłodnicami lub lutniociągiem z chłodnym powietrzem wzdłuż jej długości. [4]. Różnice wynikają z odmiennego, w stosunku do kopalń węgla, charakteru frontu eksplo-

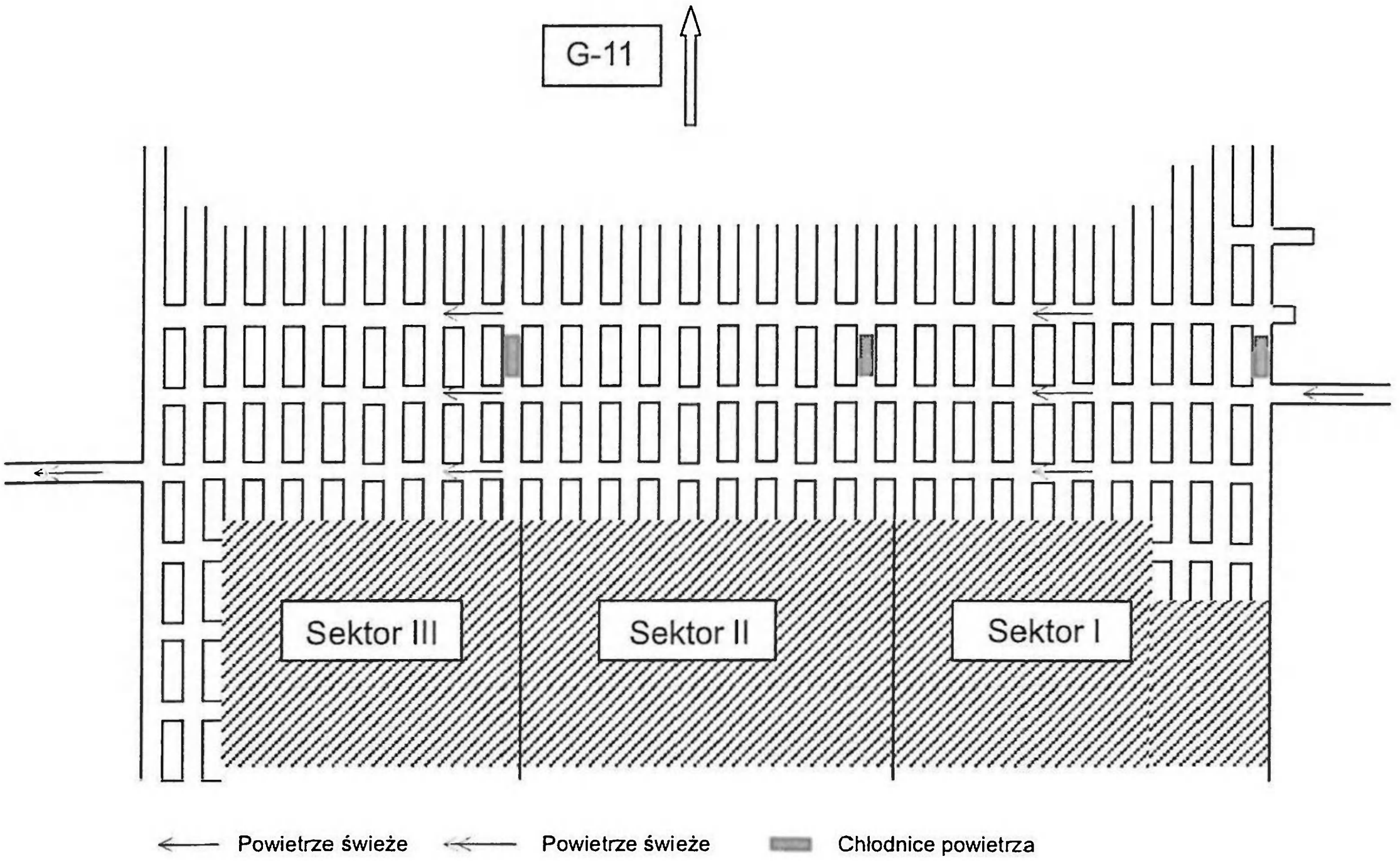
atacyjnego w kopalniach rudy miedzi. W kopalniach tych stosowany system komorowo-filarowy eksploatacji złoża wymusza istnienie kilku pasów na froncie eksploatacyjnym. Powoduje to rozpływ powietrza na poszczególne pasy i zmniejszanie się prędkości jego przepływu w porównaniu do wartości uzyskiwanych w wyrobiskach doprowadzających powietrze do frontu eksploatacyjnego. Dlatego wzdłuż pasów frontu eksploatacyjnego rozmieszcza się wentylatory wolnostrumieniowe zwiększające lokalnie prędkość przepływu powietrza. Oczywistym jest jednakże dążenie do zapewnienia dużych ilości powietrza w oddziałach eksploatacyjnych. W efekcie również przez całe sieci wentylacyjne kopalń rud miedzi przetłacza się powietrze w ilościach kilkakrotnie wyższych niż to ma miejsce w kopalniach węgla kamiennego. Wskaźnik ilości powietrza wlotowego odniesiony do wielkości wydobycia dobowego osiągnął w przypadku O/ZG Rudna wartość 5 m^3/min/Mg/dobę. Dalszy wzrost ilości i prędkości powietrza napotyka już szereg ograniczeń związanych z parametrami systemu wentylacyjnego, a przede wszystkim na ograniczenia ekonomiczne związane z nowymi inwestycjami oraz wzrastającymi kosztami energetycznymi przewietrzania kopalń. Dlatego też zastosowanie klimatyzacji powietrza w wyrobiskach frontu eksploatacyjnego, mimo potrzeby poniesienia również wysokich nakładów finansowych, będzie prowadzić do rozwiązania kompromisowego. Dla zapewnienia temperatury powietrza wewnątrz oddziału eksploatacyjnego poniżej 33°C moce chłodnicze powinny sią kształtować w zakresie 880 do 1680 kW przy temperaturze powietrza na wlocie pomiędzy 28 a 32°C [7].

W artykule przedstawiono wyniki obliczeń prognostycznych rozkładu temperatury powietrza wzdłuż frontu eksploatacyjnego w kopalni rudy miedzi oraz niektóre techniczne rozwiązania, dotyczące rozmieszczenia chłodnic powietrza na froncie eksploatacyjnym w celu zapewnienia bezpiecznych warunków klimatycznych.

2. Klimat na froncie eksploatacyjnym w kopalniach miedzi poniżej poziomu 1000 m

Typowym oddziałem eksploatacyjnym w kopalniach miedzi, powszechnie stosujących filarowo-komorowy system eksploatacji, jest oddział G-11 w kopalni Rudna. Oddział ten znajduje się na głębokości poniżej 1000 m (1160 m), front eksploatacyjny prowadzony jest w kierunku do granic pola i przewietrzany sposobem U (rys. 1). Długość frontu eksploatacyjnego wynosi 360 m. Wydobycie dobowe 3000 t/dobę. Całkowita moc samojezdnych maszyn górniczych w tym oddziale wynosi 1200 kW. Ilość powietrza na wlocie do oddziału 6000 m^3/min. Powietrze przepływa wzdłuż frontu trzema pasami połączonymi 30 komorami.

Rozkład temperatur powietrza wzdłuż frontu eksploatacyjnego zależy od wielu czynników, a mianowicie: głębokości eksploatacji i związanej z nią temperatury pierwotnej górotworu, ilości i prędkości przepływu powietrza, obecności i rozmieszczenia samojezdnych maszyn górniczych, pór roku. Według pomiarów własnych przeprowadzonych w okresie letnim (lipiec, sierpień 1999) [2] temperatura powietrza na wlocie do oddziału wynosiła 30°C, natomiast na wylocie z oddziału od 33 do 35°C. Temperaturę niższą (33°C) na wylocie z oddziału uzyskiwano w okresach, gdy nie pracowały w oddziale samojezdne maszyny górnicze(SMG), natomiast temperaturę wyższą, gdy pracowały. Można więc stwierdzić, że samojezdne maszyny górnicze mają bardzo duży wpływ na wzrost temperatury powietrza w tym oddziale (o 2°C).



Rys. 1. Front eksploatacyjny oddziału G-11, wentylacja podział na sektory i rozmieszczenie chłodnic powietrza

Fig. 1. Mine-head of the G-11 section, ventilation, division into sectors and allocation of air coolers

3. Chłodzenie powietrza w sektorach frontu eksploatacyjnego w kopalni miedzi — klimatyzacja sektorowa

Klimatyzacja sektorowa polega na chłodzeniu powietrza w wybranych punktach frontu eksploatacyjnego, które dzielą go na odcinki — sektory. Liczba sektorów, podziału frontu eksploatacyjnego jest dowolna. Im więcej będzie sektorów, czyli im gęściej rozmieścimy chłodnice powietrza na froncie eksploatacyjnym, tym równomierniejszy będzie rozkład temperatury powietrza na długości pasów frontu.

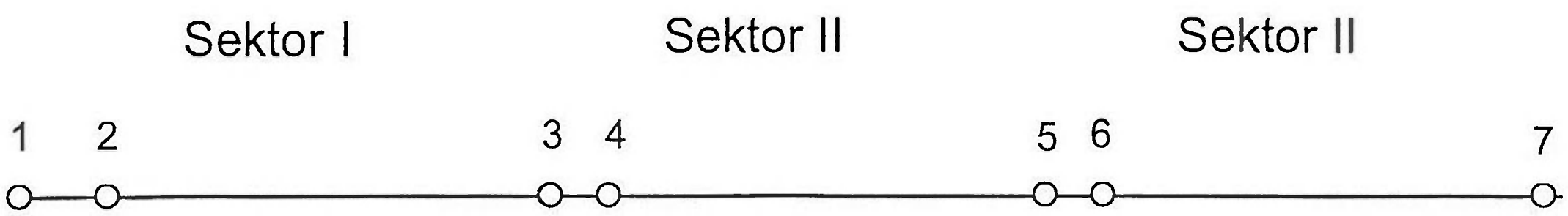
Rozpatrując model klimatyzacji sektorowej oddziału G-11, podzielono front eksploatacyjny, o długości 360 m, na trzy sektory, każdy po 120 m. Wprowadzono uproszczony model frontu eksploatacyjnego w postaci łańcucha szeregowo połączonych bocznic (sektorów) utworzonych przez zlepienie pasów i komór frontu. Model ten stanowi drogę przepływu powietrza od wlotu (węzeł 1) do wylotu (węzeł 7) (rys. 2). Węzły 1, 3, 5, i 7 są granicami sektorów.

Sektor I — bocznica (2,3)

Sektor II — bocznica (3,5)

Sektor III — bocznica (5,7)

Węzły 2, 4, i 6 są punktami tworzącymi razem z węzłami początkowymi poszczególnych sektorów krótkie 20-metrowe bocznice w których występuje chłodzenie powietrza, czyli umieszczone są chłodnice oraz następuje pełne wymieszanie się powietrza ochłodzonego z nieochłodzonym.



Rys. 2. Model frontu eksploatacyjnego jako łańcuch bocznic

Fig. 2. The mine-head model as a chain sidings

Możliwe są różne kombinacje rozmieszczenia liczby i rodzajów chłodnic powietrza na wlotach do poszczególnych sektorów aż do rezygnacji z klimatyzacji sektorowej, czyli chłodzenie powietrza tylko na wlocie do frontu eksploatacyjnego (bocznica 1, 2). Spośród kilkudziesięciu kombinacji obliczeń prognostycznych polegających na zmianach wielkości mocy układów urządzeń chłodzących na wlotach do poszczególnych sektorów, rozmieszczeniu samojezdnych maszyn górniczych, ilości i temperatury powietrza wlotowego [1, 2, 3] wybrano trzy warianty najbardziej świadczące o korzyściach stosowania klimatyzacji sektorowej na frontach eksploatacyjnych kopalń miedzi. Rozpatrzono więc:

Wariant 1 — Brak klimatyzacji na froncie eksploatacyjnym (wariant porównawczy).

Wariant 2 — Chłodzenie powietrza na wlocie do frontu eksploatacyjnego.

Wariant 3 — Chłodzenie powietrza w sektorach frontu eksploatacyjnego.

Ilościowe dane świadczące o skuteczności stosowania klimatyzacji sektorowej w rozpatrywanym oddziale G-11 zależą oczywiście od przyjętych założeń początkowych. Założenia te zestawiono w tabeli 1.

Tabela 1. Dane początkowe przyjęte do obliczeń prognostycznych zmian temperatury powietrza i wilgotności właściwej w trzech wariantach przewietrzania i klimatyzacji oddziału G-11

Table 1. Primary data adopted to calculate air temperature and humidity changes for three types of ventilation and air conditioning in section G-11

Warianty obliczeń	Wariant 1 Brak klimatyzacji	Wariant 2 Chłodzenie powietrza na wlocie do frontu eksploatacyjnego	Wariant 3 Chłodzenie powietrza w sektorach frontu eksploatacyjnego
Wydatek objętościowy powietrza w oddziale	6000 m^3/min	6000 m^3/min	6000 m^3/min
Temperatura powietrza na wlocie do oddziału	30°C	30°C	30°C
Całkowita moc samojezdnych maszyn górniczych (SMG) rozmieszczonych równomiernie wzdłuż frontu eksploatacyjnego	1200 kW	1200 kW	1200 kW
Całkowita moc chłodnic powietrza	—	1900 kW	1900 kW
Rozmieszczenie mocy chłodnic powietrza w sektorach	—	Sektor I 1900 kW	Sektor I 600 kW Sektor II 600 kW Sektor III 700 kW

Wyniki obliczeń prognostycznych temperatury powietrza i wilgotności właściwej w oddziale, w charakterystycznych punktach frontu zamieszczono w tabeli 2 oraz na wykresach (rys. 3 i 4).

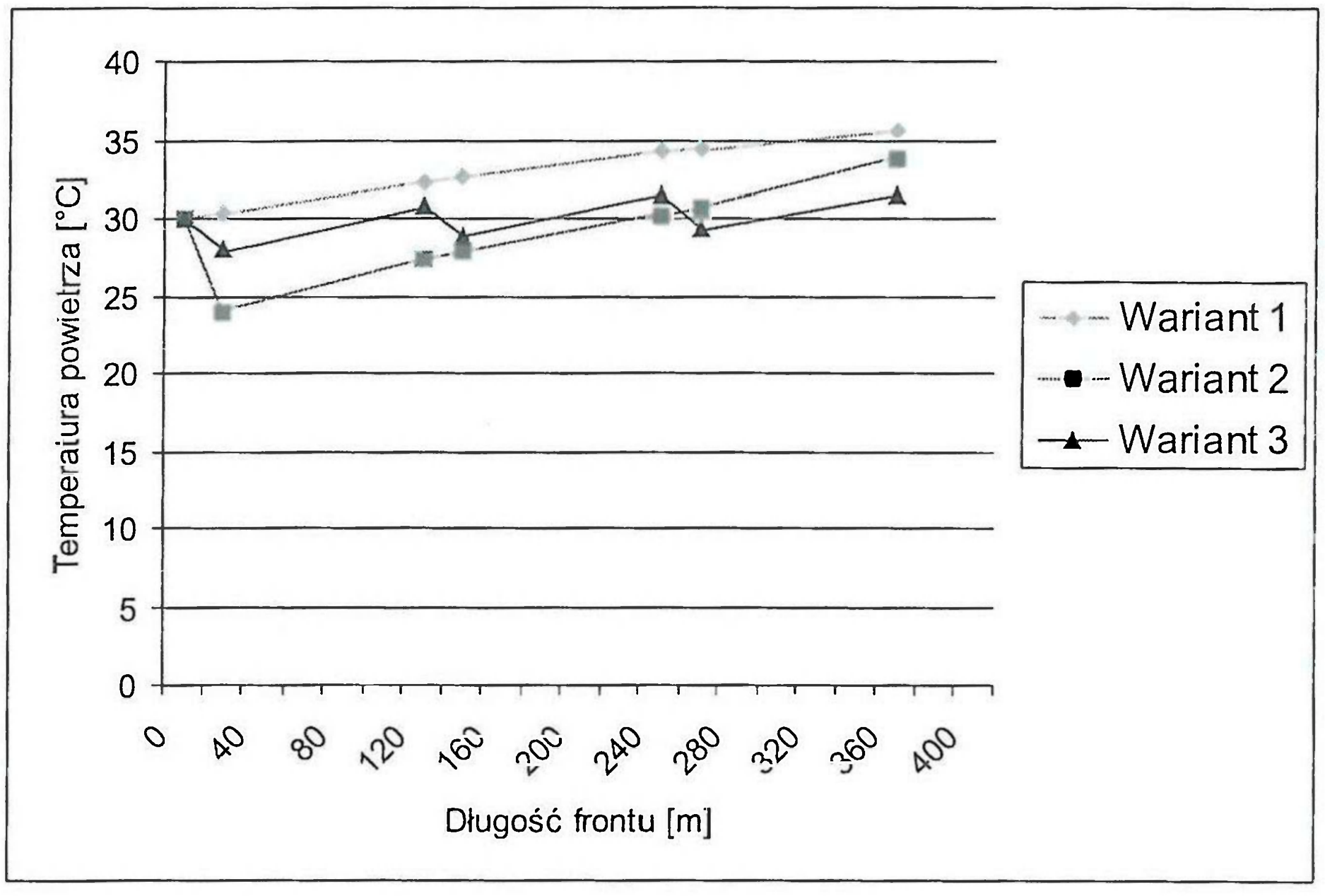
Tabela 2. Wyniki obliczeń prognostycznych temperatury powietrza i wilgotności właściwej dla trzech wariantów wentylacyjnych w oddziale G-11

Table 2. Results of calculations of air temperature and humidity for three types of ventilation in section G-11

Warianty obliczeń	Węzły w sektorach frontu	Temperatura powietrza [°C]	Wilgotność właściwa [g/kg]
Wariant 1 (bez klimatyzacji)	1	30,0	15,9
	2	30,4	16,2
	3	32,3	18,4
	4	32,6	18,8
	5	34,2	20,9
	6	34,4	21,1
	7	35,6	23,0
Wariant 2 (chłodzenie powietrza na wlocie do frontu eksploatacyjnego)	1	30,0	15,9
	2	24,0	13,6
	3	27,4	15,3
	4	27,8	15,7
	5	30,2	17,3
	6	30,6	17,7
	7	33,8	21,0
Wariant 3 (chłodzenie powietrza w sektorach frontu eksploatacyjnego)	1	30,0	15,9
	2	28,0	15,4
	3	30,8	17,7
	4	28,9	16,9
	5	31,4	19,1
	6	29,3	18,3
	7	31,5	20,2

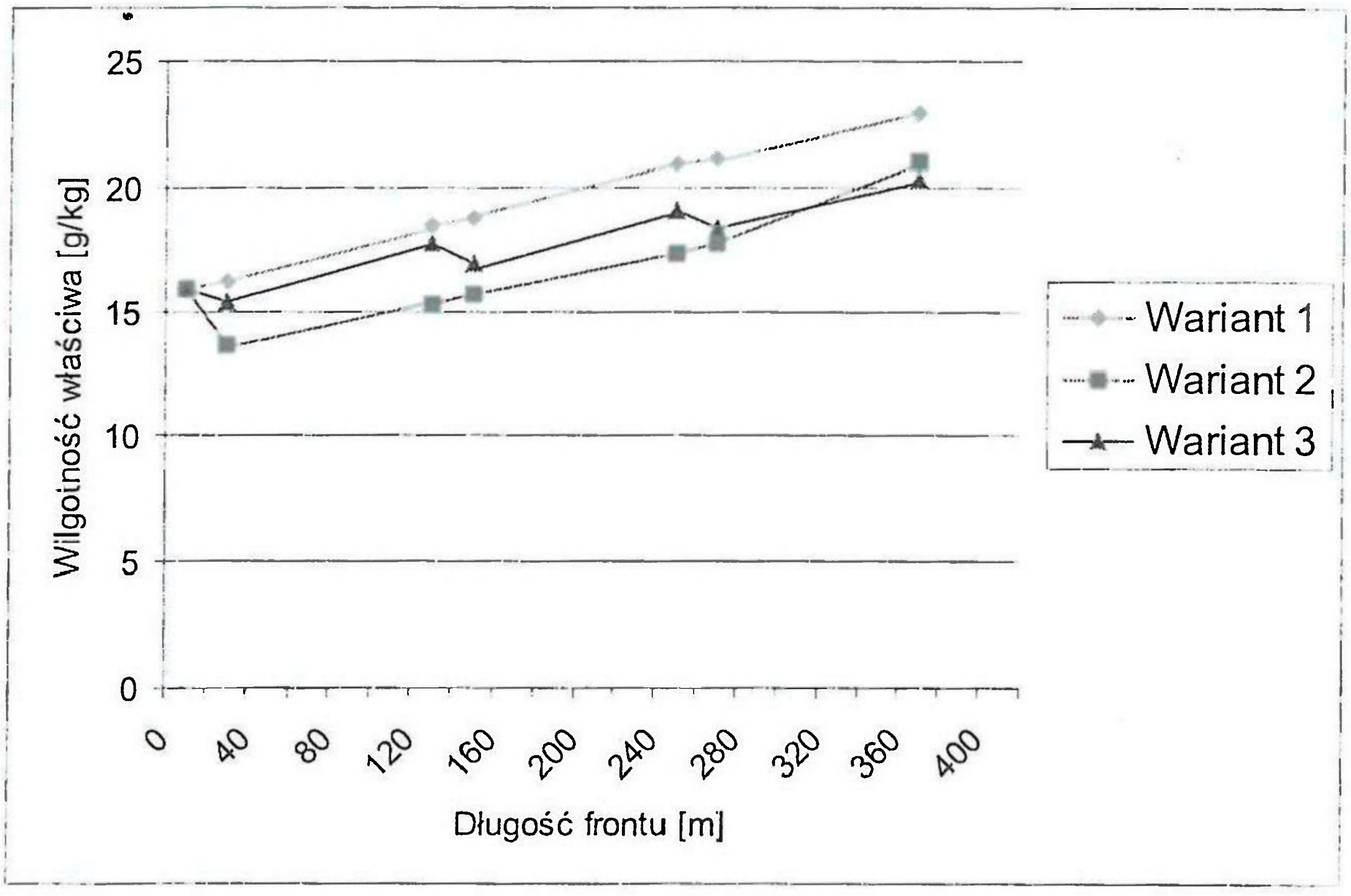
Wyniki obliczeń prognostycznych powyższych trzech wariantów wskazują na większą skuteczność klimatyzacji sektorowej nad klimatyzacją na wlocie do oddziału eksploatacyjnego. Potwierdza to równomierny rozkład temperatur powietrza wzdłuż frontu eksploatacyjnego i przede wszystkim niższa o 2 stopnie temperatura powietrza na wylocie z oddziału pomimo stosowania tej samej całkowitej mocy chłodnic powietrza.

Samojezdne maszyny górnicze (SMG) podczas dniówki roboczej nie muszą być równomiernie rozdzielone na froncie eksploatacyjnym oddziału, lecz mogą być skoncentrowane w poszczególnych sektorach. Zmiany w równomiernym rozkładzie temperatur powietrza spowodowane różną koncentracją mocy maszyn górniczych w sektorach mogą być niwelowane poprzez odpowiednie przemieszczanie chłodnic powietrza o różnej mocy chłodniczej pomiędzy poszczególnymi sektorami. Przykłady takie w obliczeniach prognostycznych były rozpatrywane w opracowaniach [1, 2].



Rys. 3. Rozkład temperatur powietrza na froncie eksploatacyjnym dla braku klimatyzacji (wariant 1), klimatyzacji na wlocie do frontu (wariant 2) i klimatyzacji sektorowej (wariant 3)

Fig. 3. The range of air temperatures in mine-head in case of lack of the air conditioning (variant 1), air conditioning in the inlet of mine-head (variant 2) and sectorial air conditioning (variant 3)



Rys. 4. Rozkład wilgotności właściwej powietrza na froncie eksploatacyjnym dla braku klimatyzacji (wariant 1), klimatyzacji na wlocie do frontu (wariant 2) i klimatyzacji sektorowej (wariant 3)

Fig. 4. The range of air humidity in mine-head in case of lack of the air conditioning (variant 1), air conditioning in the inlet of mine-head (variant 2) and sectorial air conditioning (variant 3)

Z przeprowadzonych obliczeń wyznaczono również minimalną całkowitą moc chłodnic powietrza pracujących w układzie sektorowym, dla której temperatura powietrza na wylocie z oddziału (pkt. 7) wynosiłaby 33°C. Ta minimalna sumaryczna moc wyniosła 1500 kW.

W obliczeniach przyjmowano efektywną a nie znamionową moc chłodnic powietrza.

4. Projekt koncepcyjny klimatyzacji sektorowej oddziału eksploatacyjnego w kopalniach miedzi

Klimatyzacja sektorowa frontu eksploatacyjnego kopalń miedzi polegać będzie na rozmieszczeniu w trzech komorach frontu eksploatacyjnego, w przecinkach pomiędzy dwoma przelotowymi pasami, chłodnic powietrza zasilanych zimną wodą z agregatu chłodzącego lub centralnego rurociągu zasilającego (w przypadku klimatyzacji centralnej). Przewiduje się użycie dwóch typów chłodnic o efektywnych wydajnościach (mocach) chłodniczych 250 i 350 kW, wyposażonych w podwozia kołowe lub płozy. Aby zapewnić moc chłodniczą 1900 kW należy zastosować 2 chłodnice o mocy 250 kW i 4 o mocy 350 kW.

Doprowadzenie wody zimnej i wyprowadzenie wody ogrzanej z chłodnic będzie odbywać się rurami z polietylenu PE-100 lub wężami pożarniczymi (PN – 87/M–51151) o średnicy 110 mm [1, 2]. Nominalne (robocze) ciśnienie płynu w rurze to 1,6 MPa, a w wężu 1,2 MPa. Aby chłodnice pracowały na swych parametrach nominalnych, należy zapewnić im odpowiednią ilość wody. Strumień masy wody zimnej dla chłodnicy o mocy 250 kW wynosi 4,2 kg/s, a o mocy 350 kW wynosi 8,3 kg/s. Biorąc pod uwagę liczbę chłodnic, całkowita masa wody chłodzącej wyniesie:

$$V_{wody} = 2 \cdot 4{,}2 + 4 \cdot 8{,}3 = 41{,}6 \text{ kg/s} = 150 \text{ m}^3/\text{h}$$

W przypadku nierównomiernego usytuowania robót w poszczególnych sektorach frontu czyli rozmieszczenia mocy samojezdnych maszyn górniczych, rozróżniono cztery stany, dla których wyznaczono optymalny rozdział mocy i liczby chłodnic w sektorach. Uzyskane z obliczeń [1, 2] dane są następujące:

a) Równomierne rozmieszczenie robót:

Bocznica 1,2	(1 × 250kW)	600kW
	(1 × 350kW)	
Bocznica 3,4	(1 × 250kW)	600kW
	(1 × 350kW)	
Bocznica 5,6	(1 × 350kW)	700kW
	(1 × 350kW)	

b) Roboty obłożone w I sektorze:

Bocznica 1,2	(1 × 350kW)	850kW
	(21 × 250kW)	
Bocznica 3,4	(1 × 350kW)	350kW
Bocznica 5,6	(1 × 350kW)	700kW
	(1 × 350kW)	

c) Roboty obłożone w II sektorze:

Bocznica 1,2	(1 × 350kW)	3500kW

Bocznica 3,4	(1 × 350kW)	850kW
	(2 × 250kW)	
Bocznica 5,6	(1 × 350kW)	700kW
	(1 × 350kW)	

d) Roboty obłożone w III sektorze:

Bocznica 1,2	(1 × 350kW)	350kW
Bocznica 3,4	(1 × 250kW)	600kW
	(1 × 350kW)	
Bocznica 5,6	(2 × 350kW)	9500kW
	(1 × 250kW)	

Zakłada się, że chłodnice powinny być usytuowane zawsze w tych samych komorach na wlotach do sektorów. W miarę przesuwania się frontu eksploatacyjnego, tworzenia nowych i likwidowania kolejnych pasów frontu, powinna następować przekładka rurociągów oraz chłodnic do następnych przecinek tej samej komory. Przekładka rurociągów może mieć miejsce średnio 5 razy w roku, jeżeli przyjmie się, że wykonanie nowego przelotowego pasa wynosi od 2 do 3 miesięcy. Komory w których są usytuowane chłodnice powinny być wykonane we wzmocnionej (zagęszczonej) obudowie kotwiowej.

5. Podsumowanie

W kopalniach rud miedzi utrzymanie odpowiednich warunków klimatycznych tylko środkami wentylacyjnymi jest już obecnie niemożliwe. Stosowanie klimatyzacji powietrza jest więc koniecznością aby zapewnić bezpieczeństwo wydobycia. W oddziale G-11 kopalni Rudna wdrożono pilotowy system chłodzenia powietrza na wlocie do oddziału. Długi front eksploatacyjny utrudnia jednak utrzymanie temperatury powietrza poniżej 30°C w jego końcowym odcinku. Zaproponowana klimatyzacja sektorowa pozwoli uzyskać bardziej wyrównany rozkład temperatury powietrza wzdłuż całego frontu. Rozwiązanie to zakłada silne powiązanie technologii klimatyzacji z organizacją robót górniczych na froncie eksploatacyjnym.

Przedstawiony projekt sektorowego chłodzenia powietrza na froncie eksploatacyjnym kopalń miedzi jest projektem koncepcyjnym a nie technicznym. Instalacja klimatyzacji sektorowej z technicznego punktu widzenia jest możliwa do wykonania w kopalniach miedzi i może współpracować ze stosowanymi systemami eksploatacji, transportu i robót pomocniczych jakie prowadzone są w oddziale, przyczyniając się do poprawy warunków klimatycznych i zapewnienia bezpieczeństwa termicznego pracownikom.

Literatura

[1] Knechtel J., 1999: *Zwalczanie zagrożenia klimatycznego w ścianie eksploatacyjnej za pomocą lutniociągu z chłodnym powietrzem.* Materiały 1-szej Szkoły Acrologii Górniczej, Zakopane.

[2] Strumiński A., 2000: *Niektóre techniczno-ekonomiczne problemy przewietrzania kopalń LGOM-u.* Mat. III Konf. „Wybieranie złóż na dużych głębokościach oraz w trudnych warunkach geotermicznych", Lądek Zdrój.

[3] Sułkowski J. i in., 1998: *Opracowanie i wdrożenie docelowego systemu klimatyzacji wyrobisk górniczych dla kopalń KGHM Polska Miedź S A.* Politechnika Śląska, Gliwice.

[4] Sułkowski J. i in., 1999: *Opracowanie koncepcji sektorowego klimatyzowania oddziałów eksploatacyjnych kopalń rud miedzi.* Politechnika Śląska, Gliwice.

[5] Sułkowski J.i in., 2000: *Klimatyzacja sektorowa na froncie wybranego oddziału eksploatacyjnego kopalni rudy miedzi.* Materiały III Konferencji „Wybieranie złóż na dużych głębokościach oraz w trudnych warunkach geotermicznych", Lądek Zdrój.

[6] Turkiewicz W., Klepacki J., 2000: *Zagrożenie temperaturowe w kopalniach rud miedzi.* Miesięcznik WUG Nr 7—8.

[7] Wacławik J., Gajosiński S., Turkiewicz W. 2000: *Bilans cieplny oddziału wydobywczego w kopalni rudy miedzi.* Materiały III Konferencji „Wybieranie złóż na dużych głębokościach oraz w trudnych warunkach geotermicznych", Lądek Zdrój.

Sectorial air-conditioning in the mine-head of copper mines as a chance of safe exploitation

Abstract

The improvement of climatic conditions of work in copper mines sections, in which the chamber-pillard exploitation system is implemented, requires air conditioning. The article introduces sektorial air conditioning of mine-heads by placing the air coolers in sectors of the mine-head. The advantages of this to air conditioning on the in lot of min-head only, which are steady temperature changes alongside the mine head and lover temperature in the outlet, are explained in details.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 993—1016

Aleksander KOSIOR
KGHM Polska Miedź S.A.
O/ZG „Polkowice-Sieroszowice”

Doskonalenie systemów eksploatacji złóż rud miedzi w kopalniach LGOM pod kątem ograniczania zagrożenia tąpaniami i zawałami oraz obniżki kosztów eksploatacji

Słowa kluczowe

System eksploatacji – profilaktyka tąpania – górnictwo miedzi

Streszczenie

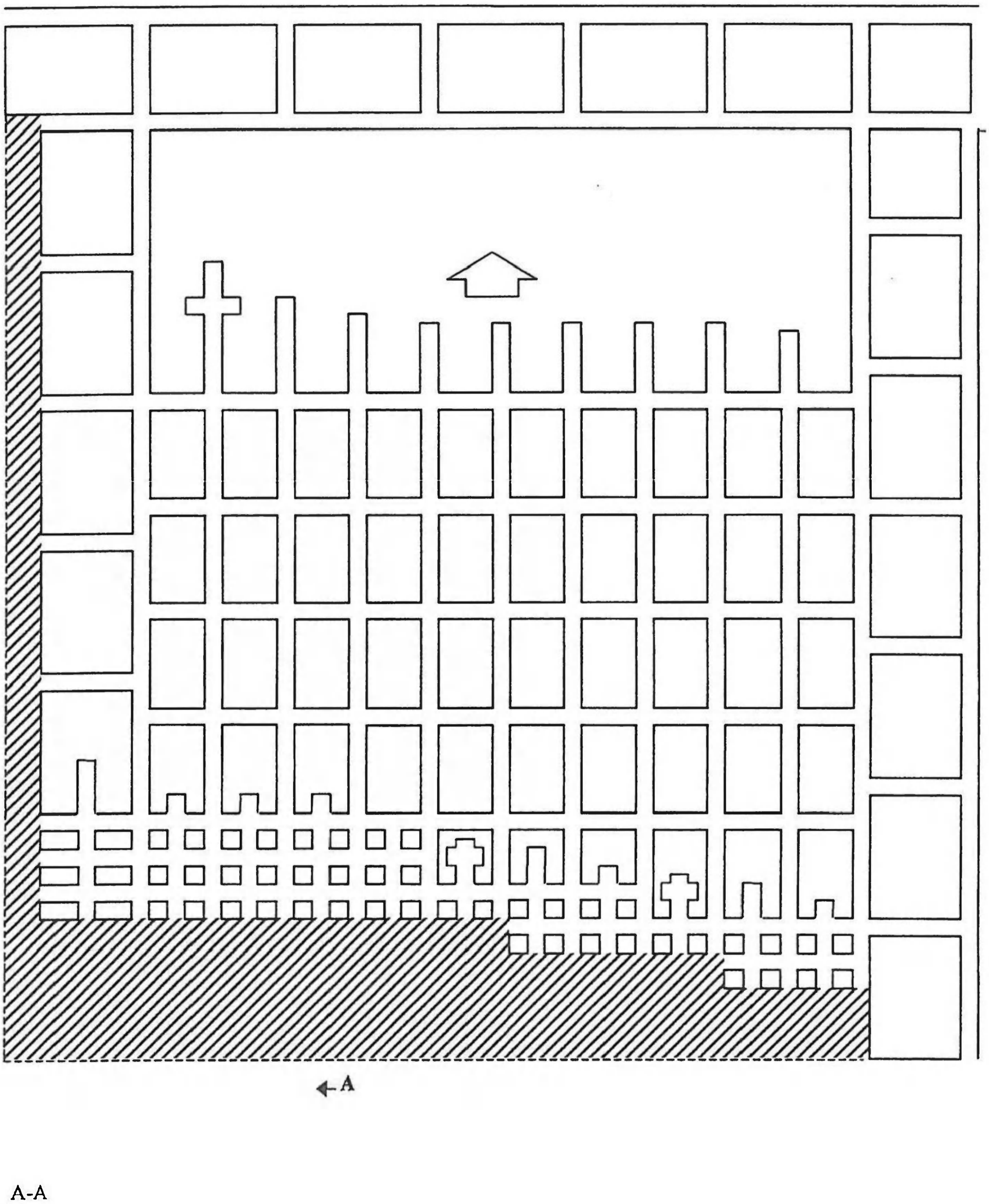
Omówienie zmian w filarowo-komorowym systemie eksploatacji złóż rud miedzi o średniej i małej miąższości od początku lat 70-tych do czasu obecnego w aspekcie ograniczania zagrożenia tąpaniami i zawałami oraz obniżania kosztów eksploatacji. Zmiany w sposobie prowadzenia eksploatacji wynikały z poszukiwania metod przeciwdziałania występującym zagrożeniom ze strony ciśnienia górotworu oraz obniżania kosztów eksploatacji. Charakterystyka ogólna kolejnych modyfikacji filarowo-komorowego systemu eksploatacji z omówieniem najnowszej jego odmiany z tzw. „filarem ruchowym zamykającym”.

1. Rys historyczny

W nowym zagłębiu miedziowym projektując w II połowie lat 60-tych kopalnie o dużej wielkości wydobycia przyjęto pełną mechanizację robót górniczych w zakresie urabiania oraz transportu urobku. W związku z założoną pełną mechanizacją robót górniczych w zakresie urabiania oraz transportu urobku przyjęto jako najbardziej dostosowany do mechanizacji komorowo-filarowy system eksploatacji.

W początkowym okresie eksploatacji na przełomie lat 60-tych i 70-tych podstawową odmianą tego systemu był dwuetapowy system eksploatacji złoża, polegający generalnie na rozcinaniu złoża w okonturowanym wyrobiskami przygotowawczymi (ich wiązką) polu (bloku) eksploatacyjnym w I fazie na filary wielkogabarytowe o przeciętnych wymiarach 20—40 m × × 30—60 m. W II fazie z opóźnieniem nie mniejszym jak jeden rząd filarów wielkogabarytowych wykonywana była rozcinka tych filarów na filary eksploatacyjne o przekroju kwadratowym lub prostokątnym o wymiarach 58 m. W ostatniej fazie wymienione wyżej filary urabiane były do wymiarów resztkowych, a wyeksploatowana przestrzeń likwidowana była

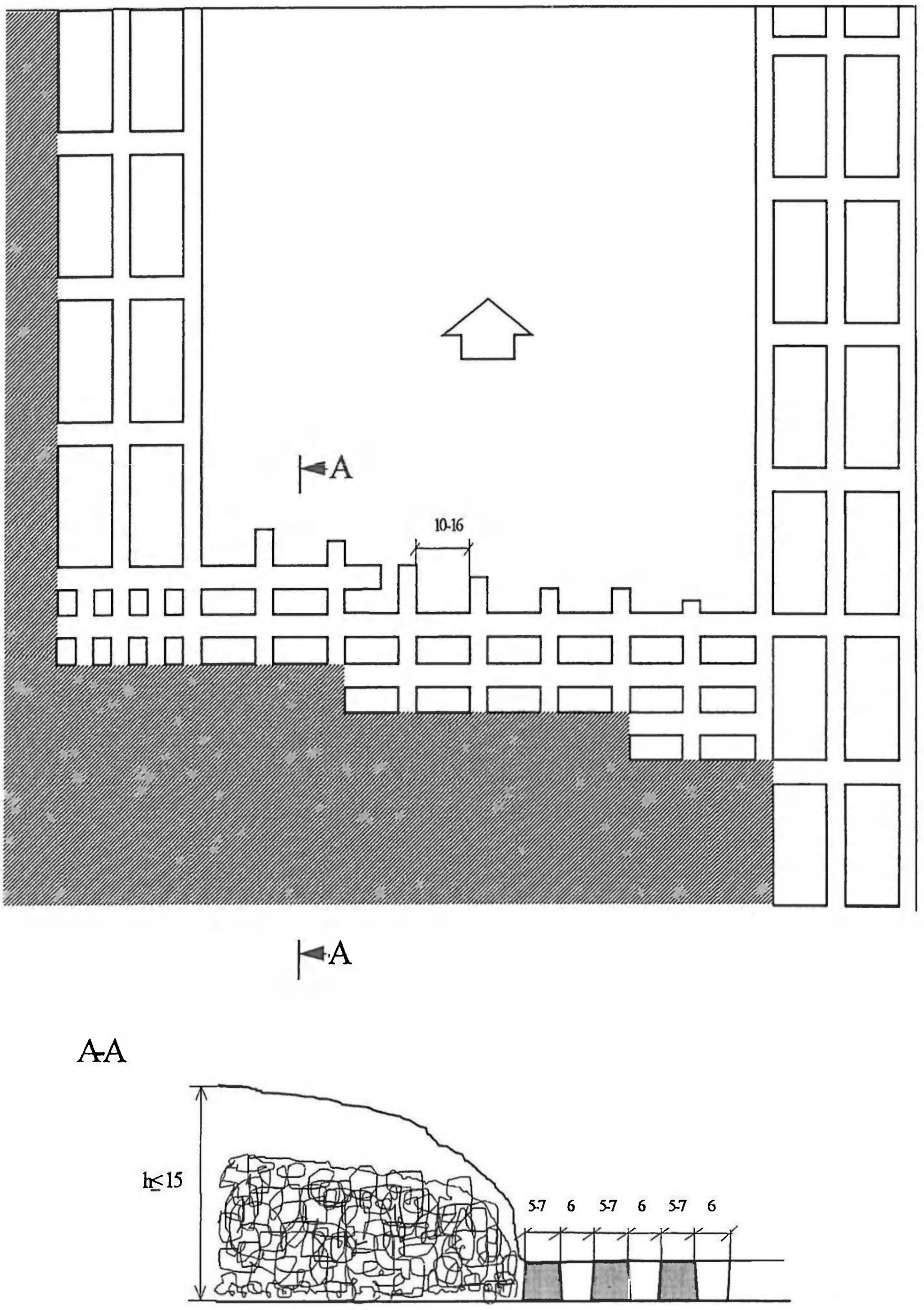
przez wymuszony robotami strzałowymi zawał stropu. Schemat prowadzenia eksploatacji tym systemem przedstawia rysunek 1.



Rys. 1. System komorowo-filarowy dwuetapowy z zawałem stropu

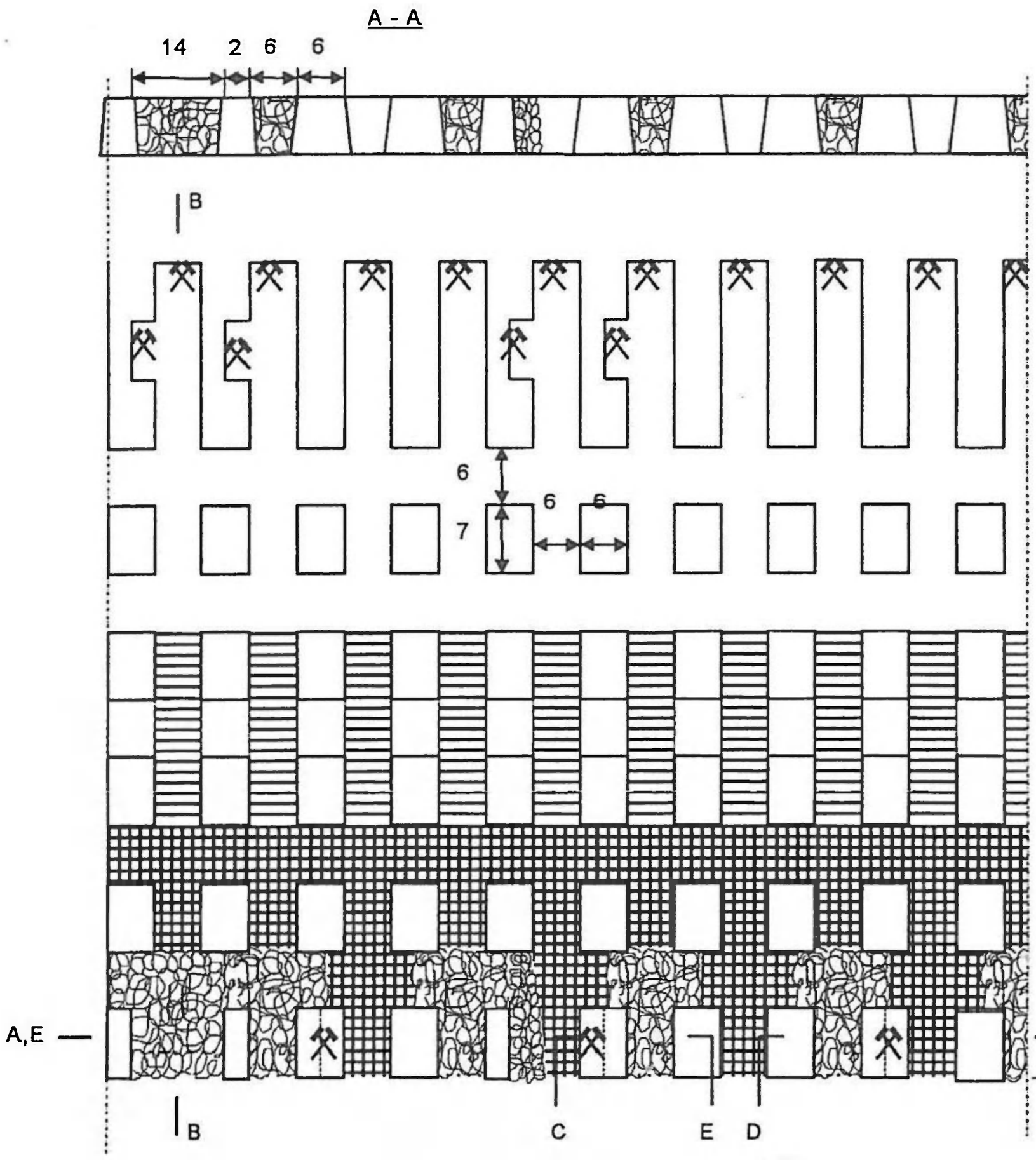
Fig. 1. Two-phase room and pillar method with roof caving

W miarę rozwoju eksploatacji, pojawienia się problemów z ciśnieniem górotworu i wzrostu zagrożenia tąpaniami przy stosowaniu wymienionego systemu, sukcesywnie od niego odcho-

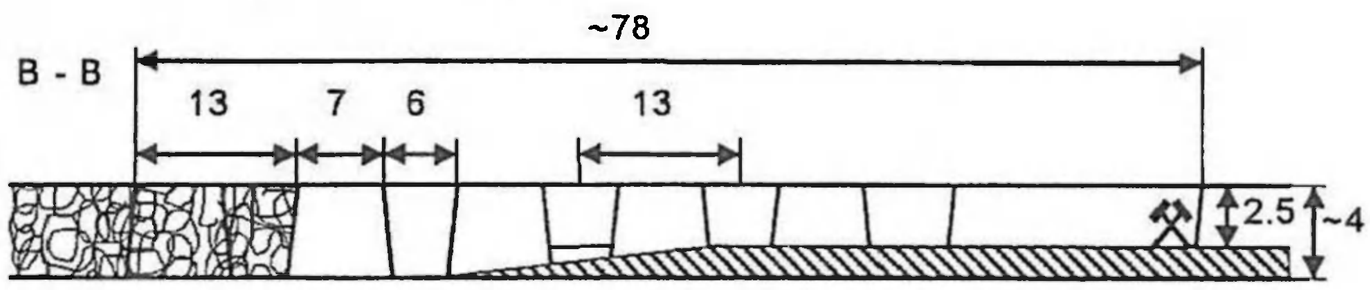


Rys. 2. System komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu

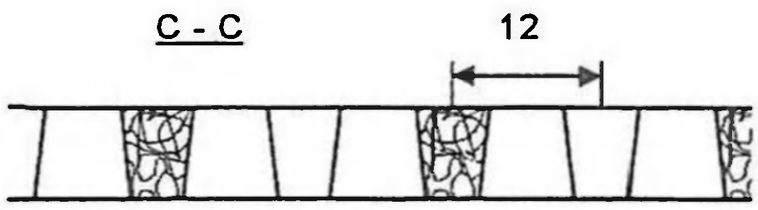
Fig. 2. One-phase room and pillar method with roof caving



Faza I - Drążenie komór i pasów w warstwie górnej, wykonywanie dojazdów i przyblerki spągu na całą miąższość złoża w ostatnim i przedostatnim pasie przy zrobach oraz w komorach między tymi pasami.



Faza II - Szczelne podsadzanie co drugiej komory w ostatnim pasie przy zrobach.



Faza III - Urabianie filarów ostatniego rzędu z komór nie podsadzonych, po jednym filarze w komorze, oraz podsadzenie pustki po urobionym filarze.





Faza IV - Urabianie przeciwległego filara w częściowo podsadzonej komorze oraz podsadzenie całej komory.

Rys. 3. Dwuwarstwowy system eksploatacji w warunkach małej miąższości złoża lub niestatecznych stropów

Fig. 3. Two-levels mining method for thin deposits or unstable roofs

dzono w latach 70-tych tak, że na początku lat 80-tych podstawowym systemem eksploatacji był system komorowo-filarowy jednoetapowy z zawałem stropu. Eliminował on fazę rozcinania calizny na filary wielkogabarytowe, które były jednym z głównych czynników zwiększających zagrożenie tąpaniami. W początkowym okresie generalnie wielkość otwarcia przestrzeni roboczej frontu wynosiła max. 3 pasy eksploatacyjne, filary eksploatacyjne o wymiarach 10—16 m × × 8—12 m usytuowane były równolegle do linii rozcinki, a na etapie urabiania filarów do wymiarów resztkowych i likwidacji wyeksploatowanej przestrzeni filary resztkowe rozstrzeliwano równocześnie ze strzelaniem stropu w celu wymuszenia jego zawału. Schemat tego systemu przedstawia rysunek 2.

Ze względu na utrzymujące się w dalszym ciągu wysokie zagrożenie tąpaniami, wprowadzano w oparciu o uzyskiwane doświadczenia modyfikacje tego systemu polegające w pierwszej kolejności na zwiększaniu szerokości otwarcia frontu (zwiększenia ilości czynnych pasów eksploatacyjnych), a w następnej kolejności zrezygnowano z wykonywania zawału stropu oraz rozstrzeliwania filarów resztkowych na rzecz ograniczonego zawału stropu z rozpieraniem gruzowiskiem zawałowym pozostawianych filarów resztkowych.

Przy eksploatacji złoża małej miąższości, przy ówcześnie stosowanych maszynach przodkowych wymagających wysokości wyrobisk 2,5 m stosowano lokalnie system dwuwarstwowy eksploatacji polegający na rozcinaniu calizny wyrobiskami eksploatacyjnymi o wysokości 2,5 m nad złożem, które z ochronną warstwą kamienną pozostawiano w spągu wyrobisk. Eksploatacja złoża następowała w pasie przyzrobowym na etapie likwidacji wyeksploatowanej przestrzeni. Schemat prowadzenia eksploatacji przedstawiono na rysunku 3.

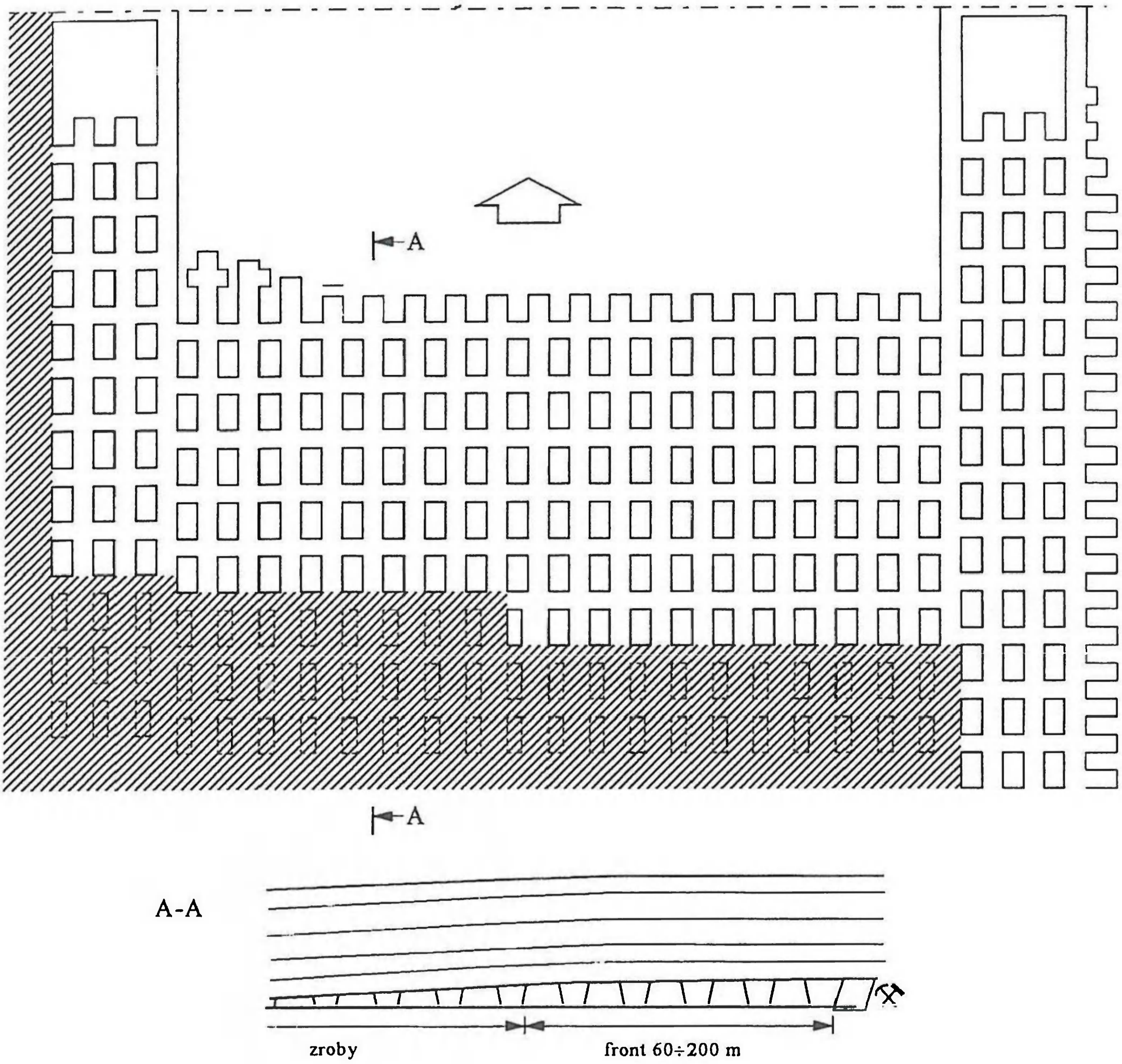
Ten sposób eksploatacji stosowano również w przypadku słabych stropów na poziomie złoża. Wówczas rozcinkę eksploatacyjną wykonywano w skale płonej nad złożem z warstwą ochronną, a złoże wybierano w pasach przyległych do zrobów poprzez spągowanie.

2. Stan aktualny

Dalszym krokiem doskonalącym system eksploatacji na początku lat 90-tych było całkowite wyeliminowanie wymuszonego robotami strzałowymi zawału stropu na rzecz prowadzenia likwidacji wyeksploatowanej przestrzeni poprzez ugięcie stropu na filarach resztkowych (schemat systemu przedstawia rys. 4). Generalnie system ten wszedł powszechnie do stosowania w połowie lat 90-tych (do 1995 r.). Jest on obecnie podstawowym systemem eksploatacji złoża rud miedzi w LGOM.

2.1. Systemy wdrożone w ostatnich latach

Po połączeniu kopalń „Polkowice" i „Sieroszowice" w związku ze znacznym stopniem wyeksploatowania złoża w obszarze górniczym „Polkowice", dla zwiększenia wielkości produkcji rudy CU, zaistniała konieczność szybkiego przerzucenia potencjału produkcyjnego w obszar górniczy „Sieroszowice". Obszar ten był tylko w niewielkim stopniu udostępniony wyrobiskami chodnikowymi i charakteryzował się równocześnie małą miąższością złoża. W związku z powyższym w oparciu o doświadczenia, wdrożono jednocześnie: zmodyfikowany system eksploatacji eliminujący konieczność wykonania znacznego zakresu robót przygotowawczych oraz zestaw maszyn przodkowych umożliwiających obniżenie wysokości wyrobisk



Rys. 4. System filarowo-komorowy jednoetapowy z szerokim otwarciem frontu i likwidacją wybranej przestrzeni poprzez ugięcie stropu na filarach resztkowych

Fig. 4. One-phase room-and pillar method with wide face opening and rehabilitation of mined space by roof deflection on remnant pillars

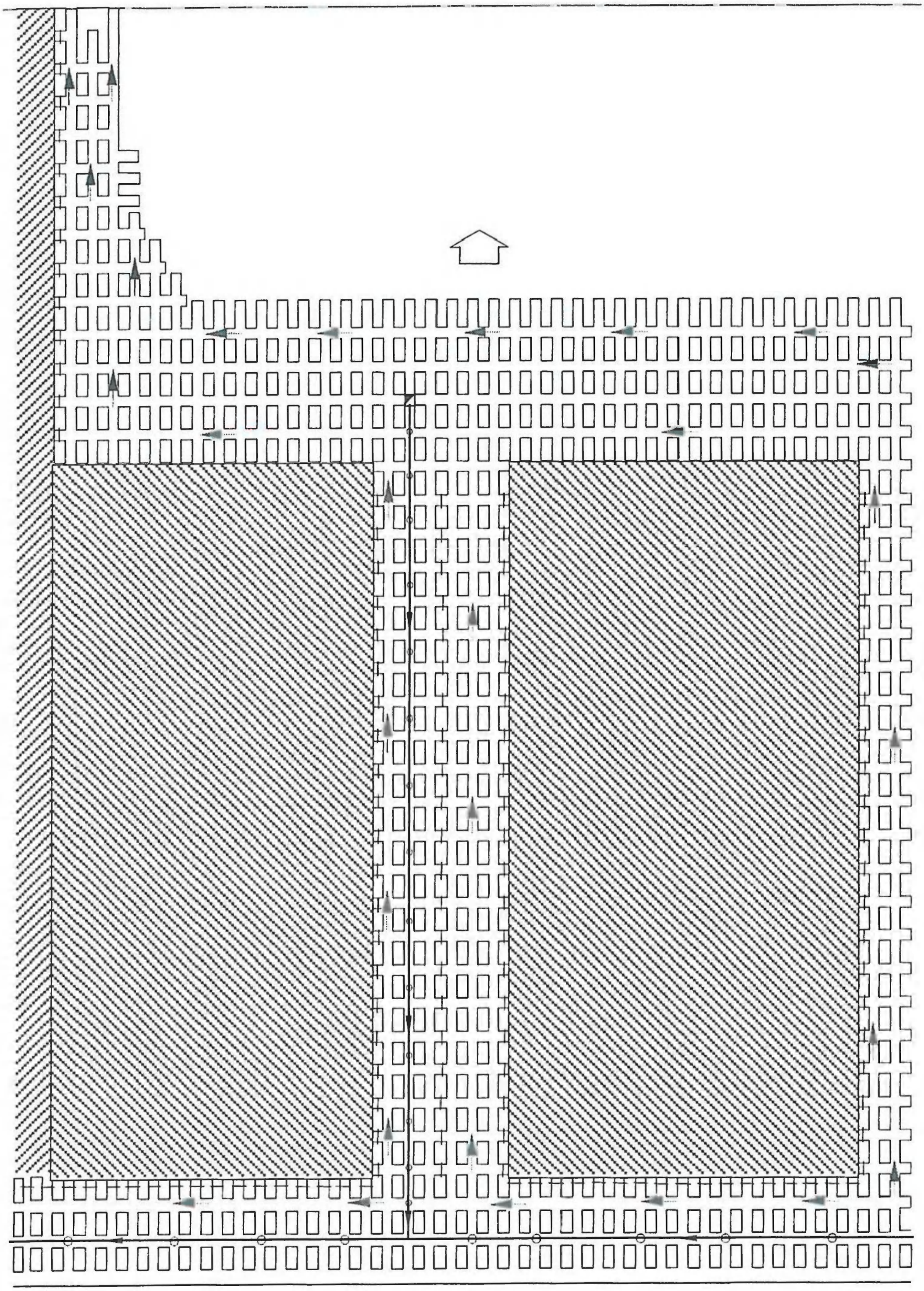
do około 2 m. Równocześnie w technologii urabiania w przodkach wprowadzono metodę selektywnego urabiania rudy, która umożliwiła poprawienia zawartości Cu w produkowanej rudzie.

2.1.1. System eksploatacji z ruchowym filarem zamykającym

W oparciu o uzyskane doświadczenia przy eksploatacji filarów oporowych, a w szczególności potwierdzoną praktycznie możliwość utrzymania stateczności wyrobisk eksploatacyjnych w dłuższym okresie czasu (kilku lat), od roku 1997 wdrożony został do stosowania w ZG „Polkowice-Sieroszowice" jednoetapowy, komorowo-filarowy system eksploatacji z ugięciem

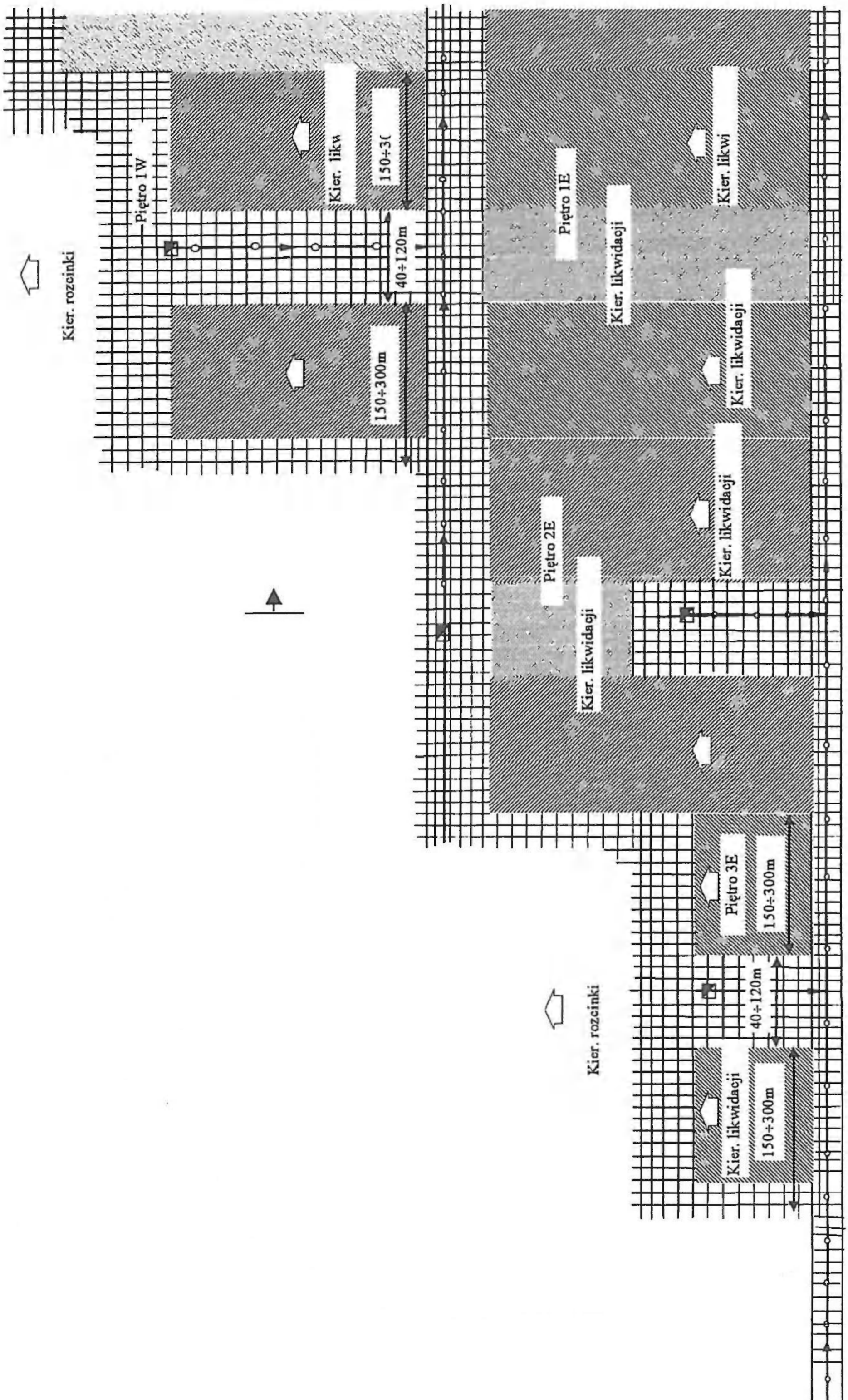
stropu z tzw. „ filarem ruchowym zamykającym". Aktualnie system ten jest stosowany w 5 oddziałach eksploatacyjnych, tj. w oddz. G-12K, G-33, G-53, G-54 i G-61, przy czym największe doświadczenia uzyskano w oddz. G-53, gdzie eksploatowany jest tym systemem kolejny front w polu B (rys. 9), a w jednym z bloków wykonano likwidację filara ruchowego. Schemat prowadzenia eksploatacji pojedynczym frontem eksploatacyjnym jak i kolejności i kierunków eksploatacji w większym obszarze przedstawiają rysunki 5 i 6. Na rysunkach 7—11 przedstawiono aktualne projekty eksploatacji w wymienionych oddziałach ze stanem jej zawansowania. Charakterystyczną cechą tej odmiany systemu filarowo-komorowego jest radykalne ograniczenie ilości niezbędnych wyrobisk przygotowawczych do wykonania przed uruchomieniem frontu eksploatacyjnego. Dotychczas stosowane systemy wymagały przed podjęciem eksploatacji w danym rejonie (polu) wykonanie znacznego zakresu robót udostępniających i przygotowawczych w postaci wyrobisk konturujących dany blok (piętro) przewidziane do eksploatacji. Podstawowym czynnikiem określającym gęstość wyrobisk chodnikowych (chodników przy kierunku eksploatacji podłużnej lub pochylń przy kierunku eksploatacji poprzecznej) jest: budowa tektoniczna złoża, optymalne parametry frontu eksploatacyjnego, tj. takie jak planowana wielkość wydobycia, postęp eksploatacji oraz uwarunkowania wentylacyjne. Praktycznie szerokości pól eksploatacyjnych (długości frontów) pomiędzy wyrobiskami konturującymi pole nie przekraczają wielkości 400 m. Zwiększający wpływ na ilość wyrobisk przygotowawczych koniecznych do wykonania ma zmienność budowy geologicznej złoża, a zwłaszcza jego tektonika, w mniejszym stopniu zmienność okruszcowania (np. występowanie stref nieokruszcowanych). Wszystkie dotychczas stosowane systemy eksploatacji w normalnych warunkach (poza eksploatacją filarów oporowych i resztek złoża w kierunku na zroby) opierały się na prowadzeniu eksploatacji w polu uprzednio okonturowanym conajmniej na trzech bokach wcześniej wykonanymi wyrobiskami przygotowawczymi i polegały na rozcinaniu calizny komorami i pasami oraz wykonywaniu w ślad za postępem rozcinki (przy przyjętej szerokości otwarcia frontu) likwidacji poprzez urabianiu filarów do wymiarów resztkowych. Przy takim sposobie prowadzenia eksploatacji wyrobiska przygotowawcze konturujące pole eksploatacyjne, spełniające rolę dróg komunikacyjnych i wentylacyjnych poddawane są oddziaływaniom ciśnienia eksploatacyjnego od przesuwającego się frontu eksploatacyjnego, które to ciśnienie doprowadza do niszczenia stateczności skał otaczających wyrobisko, a w szczególności doprowadza do utraty stateczności stropu w tych wyrobiskach. Efektem niekorzystnego oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego jest zagrożenie w utraty stateczności i drożności tych wyrobisk.

Aby utrzymać niezbędne funkcje komunikacyjne, transportowe i wentylacyjne wyrobisk chodnikowych w strefie oddziaływania ciśnienia eksploatacyjnego konieczne jest w tej sytuacji angażowanie dodatkowych sił i środków dla utrzymania tych funkcji. Należą do nich następujące działania: przebudowy wyrobisk, stosowanie dodatkowej obudowy zwiększającej stateczność wyrobiska, wykonywanie dodatkowej rozcinki upodatniającej z wyprzedzeniem w stosunku do frontu eksploatacyjnego. Najczęściej wyrobiska te na etapie robót przygotowawczych wyposażone zostają w niezbędne uzbrojenie techniczne takie jak: trasy taśmociągów, rurociągi, kable zasilania energetycznego oraz sieć kabli teletechnicznych (łączność i sterowanie). Prowadzenie w tej sytuacji robót upodatniających przed postępującym frontem eksploatacyjnym wymaga demontażu wymienionego uzbrojenia i ponownego montażu po wykonaniu upodatnienia. Ważnym, dodatkowym niekorzystnym wpływem istnienia wyrobisk konturujących pole



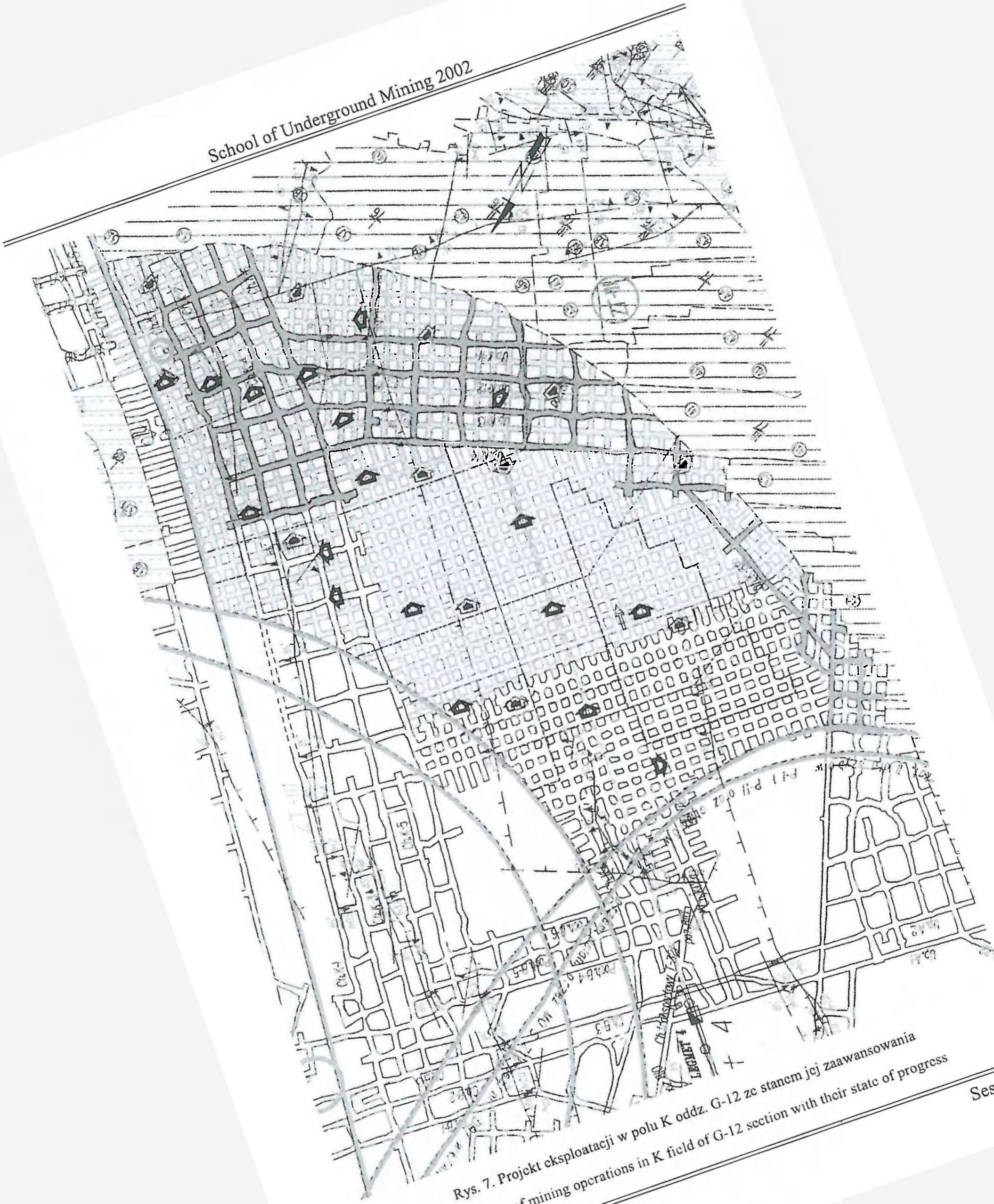
Rys. 5. Schemat prowadzenia eksploatacji systemem z „filarem ruchowym zamykającym" w pojedynczym polu eksploatacyjnym

Fig. 5. Diagram of running the mining operations using the method with —operational closing pillar" in simple mining field



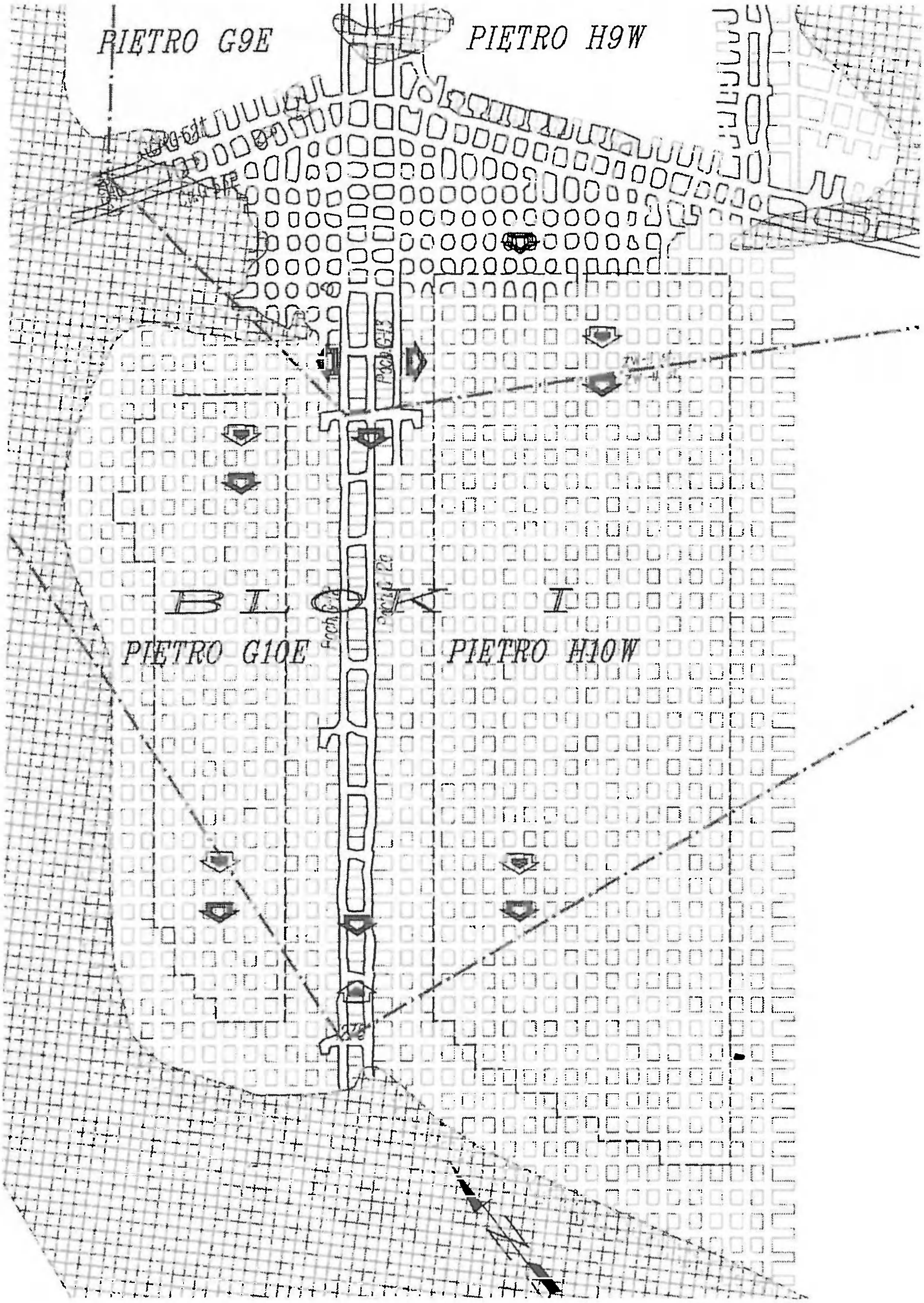
Rys. 6. Przykładowy schemat prowadzenia eksploatacji w poszczególnych piętrach systemem z „filarem ruchowym zamykającym"

Fig. 6. Example of mining opcration in thc individual lcvcls using thc mcthod with "opcrational closing pillar"



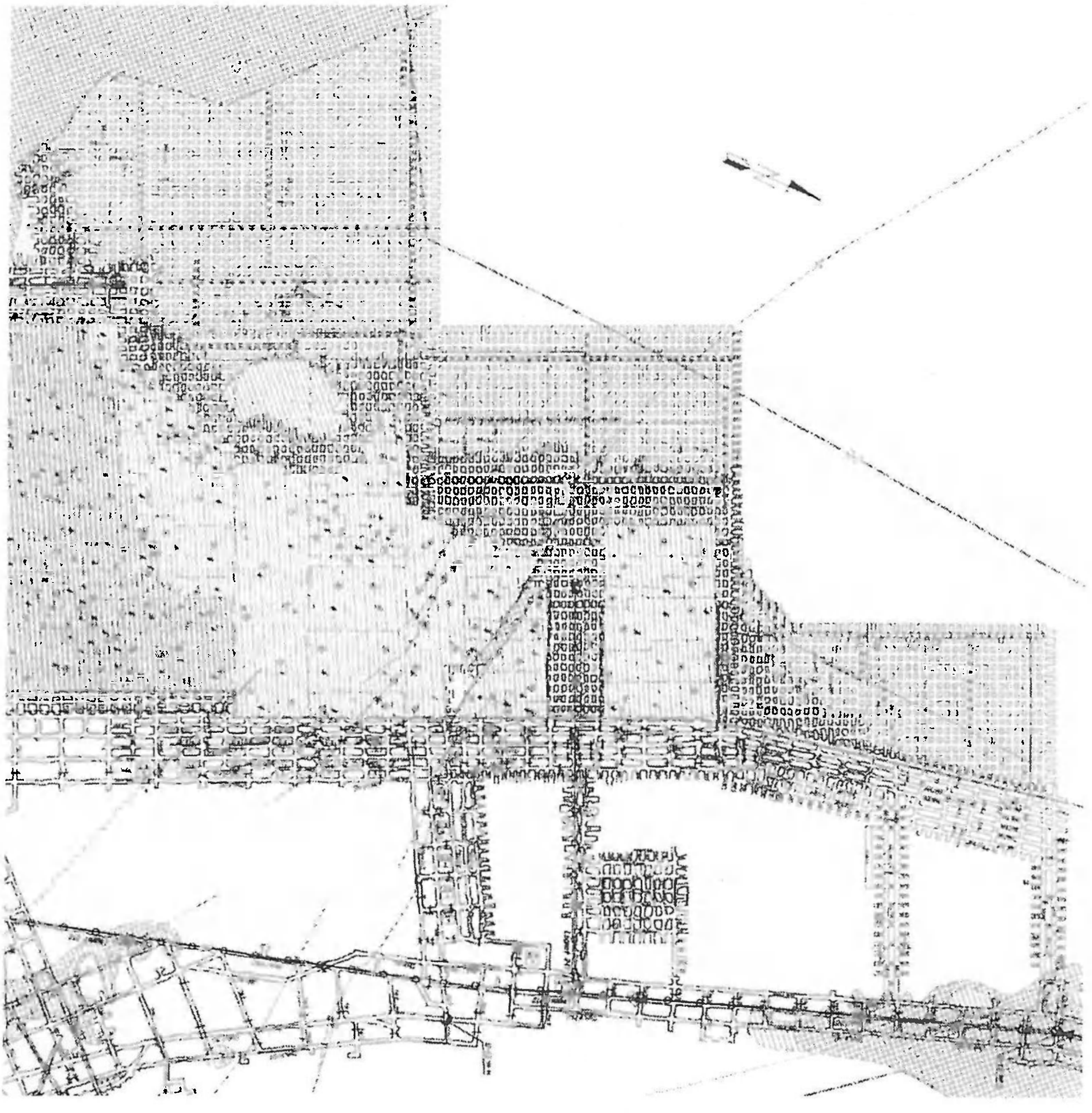
Rys. 7. Projekt eksploatacji w polu K oddz. G-12 ze stanem jej zaawansowania

Fig. 7. Plan of mining operations in K field of G-12 section with their state of progress



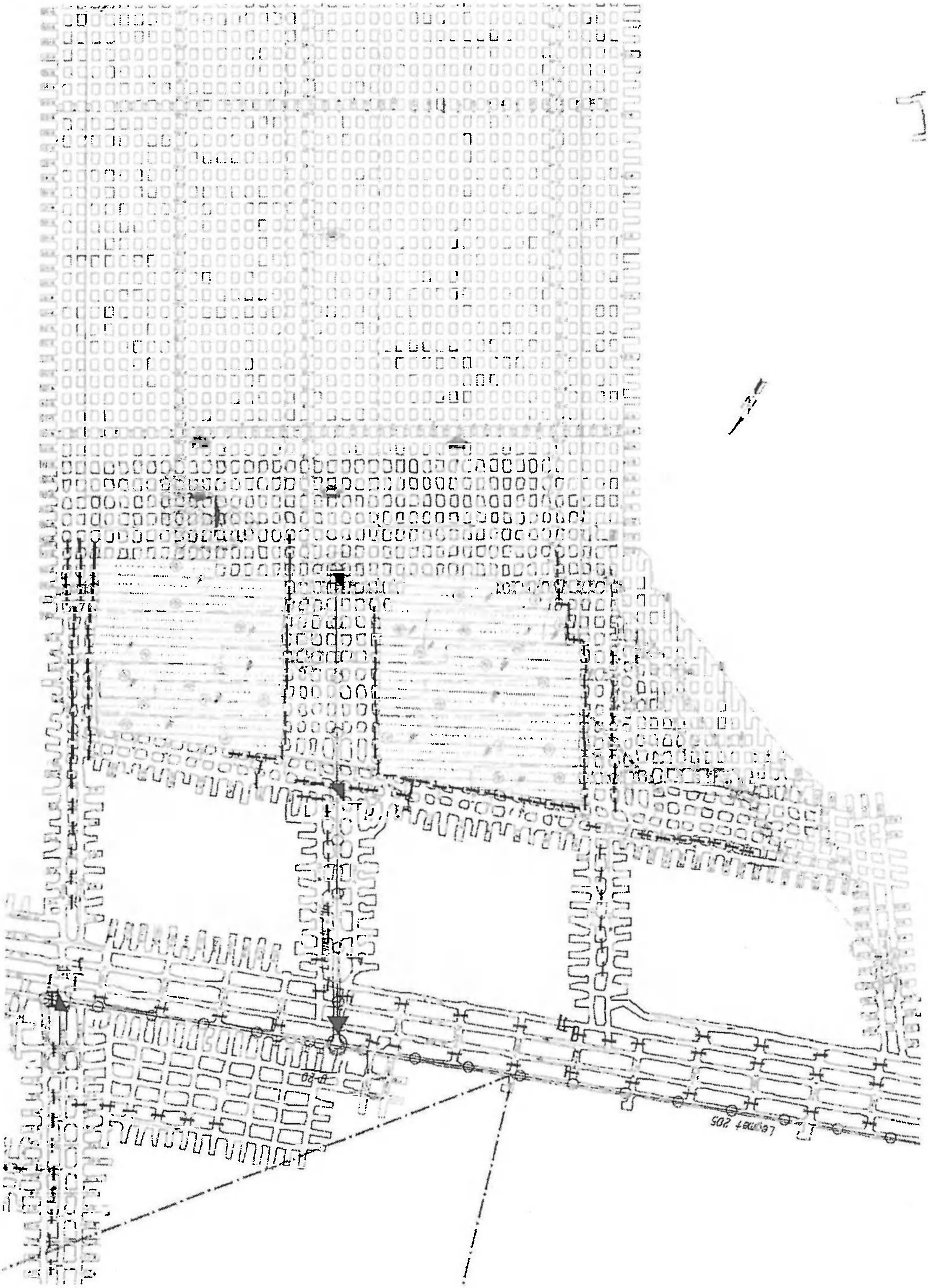
Rys. 8. Projekt eksploatacji w oddz. G-33 ze stanem jej zaawansowania

Fig. 8. Plan of mining operations in G-33 section with their state of progress



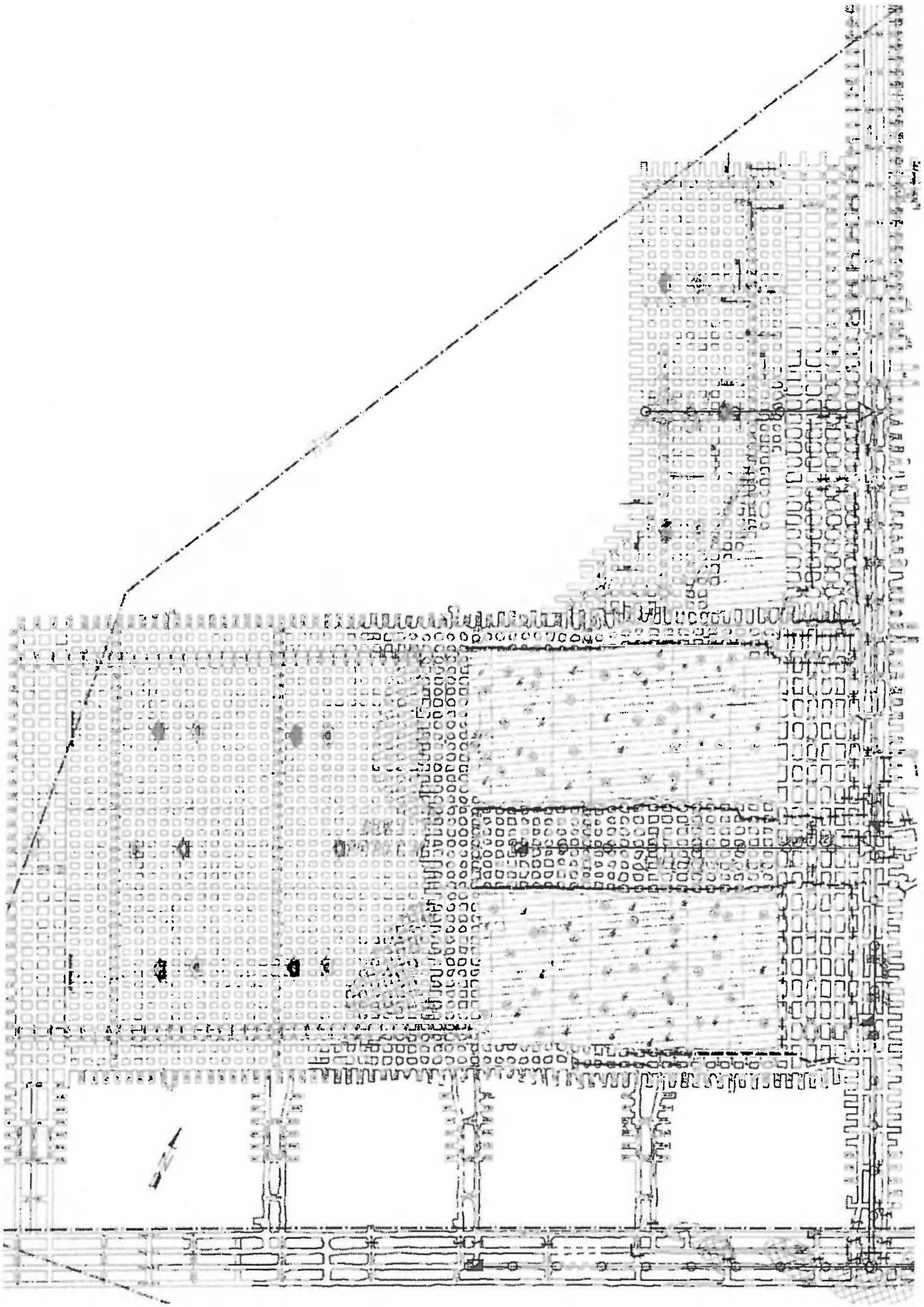
Rys. 9. Projekt eksploatacji w blokach A-II, B-I i B-II oddz. G-53 ze stanem jej zawansowania

Fig. 9. Plan of mining operations in A-II, B-I and B-II blocks of G-53 section with their state of progress



Rys. 10. Projekt eksploatacji w piętrze D-2E oddz. G-54 ze stanem jej zawansowania

Fig. 10. Plan of mining operations in level D-2E of G-54 section with their state of progress



Rys. 11. Projekt eksploatacji w blokach C-I i C-II oddz. G-61 ze stanem jej zaawansowania

Fig. 11. Plan of mining operations in C-I i C-II blocks of G-61 section with their state of progress

eksploatacyjne jest wzrost zagrożenia tąpaniami i zawałami przy zbliżaniu się do nich jak i przy przechodzeniu przez nie frontu eksploatacyjnego. Wzrost tego zagrożenia wymusza stosowanie odpowiedniej profilaktyki, w tym aktywnych metod jego zwalczania, które zwiększają koszt eksploatacji odpowiednio do zakresu i rodzaju zastosowanej profilaktyki. Przy dotychczas stosowanych sposobach eksploatacji, konieczność wcześniejszego okonturowania wyrobiskami przygotowawczymi poszczególnych bloków eksploatacyjnych opóźnia znacznie moment uruchomienia eksploatacji w nowych rejonach i wpływa na wzrost kosztu ogólnego jej prowadzenia, gdyż koszty pozyskania rudy z przodków wyrobisk przygotowawczych są zawsze wyższe niż z frontów eksploatacyjnych.

System z filarem ruchowym zamykającym eliminuje lub znaczne ogranicza wykonywanie wyrobisk konturujących poszczególne fronty eksploatacyjne i tym samym eliminuje wyżej opisane problemy i zagrożenia związane z prowadzeniem eksploatacji przy istnieniu na skrzydłach frontu jak i przed nim wyrobisk przygotowawczych. Dodatkowym efektem jest ograniczenie długości dróg odstawy urobku z przodków na punkty wysypowe (kraty) oraz części kosztów urabiania rudy na etapie urabiania filarów eksploatacyjnych jak i kosztów likwidacji wyeksploatowanej przestrzeni przy prowadzeniu eksploatacji z podsadzką.

Generalna różnica systemu z filarem ruchowym zamykającym w stosunku do dotychczasowego sposobu prowadzenia frontu w poszczególnym piętrze polega na niewykonywaniu z postępem frontu eksploatacyjnego likwidacji na całej jego szerokości. W części frontu po jego szerokości zlokalizowanej najkorzystniej dla dróg odstawy urobku (najczęściej środkowa część frontu) pozostawiane są filary eksploatacyjne o nośności pozniszczeniowej wycięte w fazie rozcinki (bez dodatkowego urabiania). Wystarczającą szerokością frontu eksploatacyjnego pomiędzy zrobami na filarach eksploatacyjnych pozniszczeniowych jest szerokość 3 do 7 komór, co daje przy szerokości technologicznej filarów od 6 do 10 m i wyrobisk eksploatacyjnych około 7 m całkowitą pozostawianą szerokość nie likwidowanego frontu od 40 do 120 m.

Wytworzony zostaje w ten sposób „filar ruchowy zamykający" zbudowany z szeregu filarów eksploatacyjnych o nośności pozniszczeniowej. Szerokość całkowitą pierwszego frontu eksploatacyjnego jak i ostatecznie eksploatowanych (likwidowanych) części frontu za postępem rozcinki calizny na skrzydłach wytwarzanego „filara ruchowego zamykającego" w pierwszym polu eksploatacyjnym dobierana jest odpowiednio do parametrów warstw nadległych (stropu zasadniczego) tak, by wyeliminować powstawanie sklepień nad polem eksploatacyjnym, zwiększającym na krawędziach otaczających calizn obciążenia i wzrost zagrożenia tąpaniami przy eksploatacji kolejnego, sąsiadującego piętra (bloku). W warunkach LGOM jest to szerokość całkowita nie mniejsza niż 300 m. W wyrobiskach eksploatacyjnych wytworzonego „filara ruchowego zamykającego" lokalizowane są drogi komunikacyjne i wentylacyjne (najczęściej część tych dróg z ich ogółu) oraz trasa odstawy taśmowej, przedłużanej wraz z przesuwanymi punktami wysypowymi za postępem rozcinki calizny (frontu). Na skrzydłach frontu w zależności od prowadzenia go przy już wyeksploatowanym wcześniej polu lub w caliźnie, pozostawiane są w zależności od potrzeb i przyjętego schematu wentylacyjnego upodatnione strefy o szerokości od 2 do 3 komór na pozniszczeniowych filarach eksploatacyjnych, które poddane są ostatecznej eksploatacji przy wybieraniu następnego piętra.

Po przejściu frontem całego zaplanowanego wybiegu, w odwrotnym kierunku lub rozbieżnie od środka (przy układzie dróg odstawy na obu krańcach wybiegu pola) wyeksploatowana i zlikwidowana jest pozostawiona na filarach eksploatacyjnych pozniszczeniowych część frontu

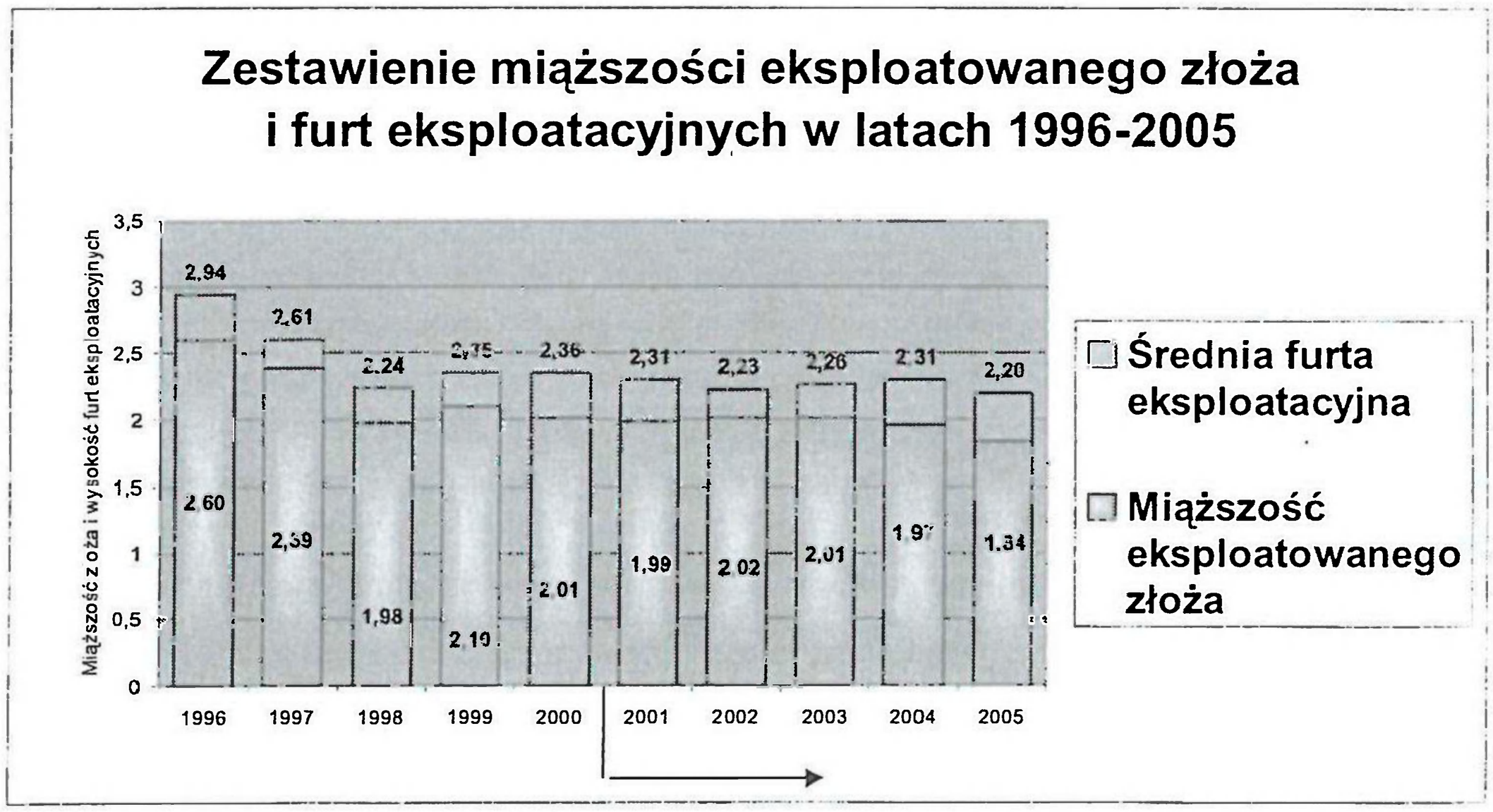
tworząca „filar ruchowy zamykający". Urabianie filarów eksploatacyjnych w tej części wraz z ich rozcinką uzupełniającą jest znacznie ułatwione wskutek długotrwałego oddziaływania ciśnienia i deformacji górotworu, co znacząco ogranicza lub wyeliminuje całkowicie roboty strzałowe przy ich eksploatacji (urabianiu).

Wytwarzanie „filara ruchowego zamykającego" w środku frontu eksploatacyjnego przy prowadzeniu eksploatacji złoża o znacznych miąższościach (≤4m) oraz w warunkach potrzeby ochrony powierzchni (ograniczenia osiadania) i wynikającej stąd konieczności stosowania podsadzania wyeksploatowanej przestrzeni, umożliwia rezygnację z wykonywania podsadzki w tej części frontu, nie powodując znaczącego wzrostu deformacji (osiadania) powierzchni. Wynika to z braku możliwości deformacji stropu na tak krótkich odcinkach (ok. 100 m) przy obustronnie prowadzonej pełnej eksploatacji z podsadzką na skrzydłach sztucznie wytwarzanego „filara ruchowego zamykającego".

Wysokość wyrobisk w fazie rozcinki wykonywanych w stropie grubego złoża może być ograniczona do 4 m, a eksploatacja złoża pozostawianego w spągu na szerokości wytwarzanego „filara ruchowego zamykającego" prowadzona sukcesywnie w miarę zaciskania tych wyrobisk oraz ostatecznie w fazie jego likwidacji.

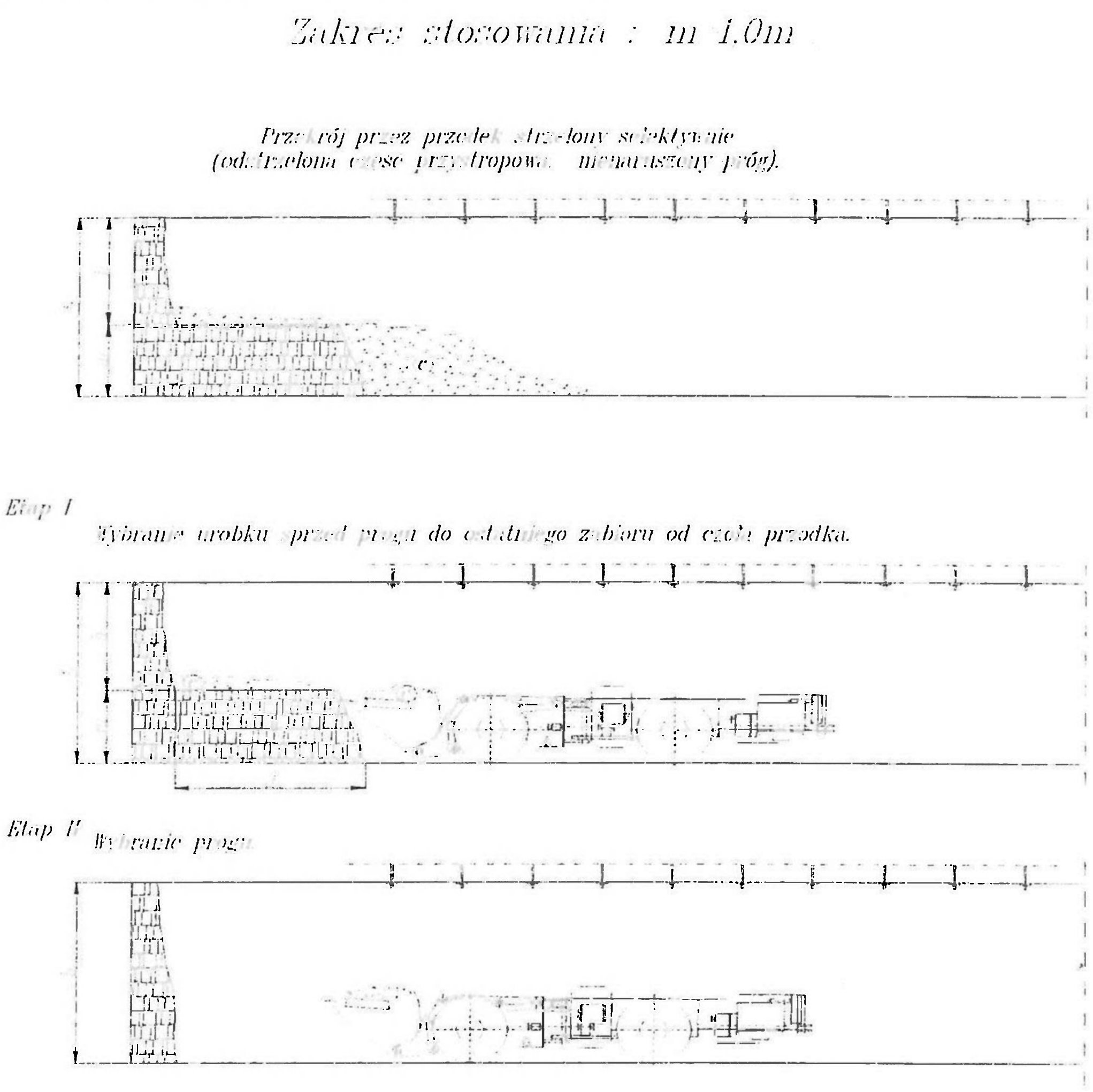
2.1.2. Selektywne urabianie rudy w przodkach

W obszarze górniczym „Sieroszowice" miąższość złoża nie przekracza zasadniczo wielkości 2 m. Zwiększanie udziału eksploatacji z tego obszaru wpływa sukcesywnie na obniżanie miąższości eksploatowanego złoża. Sytuacja powyższa wymusiła wprowadzenie technologii selektywnego urabiania w drążonych przodkach. W zależności o miąższości złoża wpro-



Rys. 12 Wykres średnich miąższości eksploatowanego złoża i furt eksploatacyjnych w kopalni „Polkowice-Sieroszowice" w latach 1996—2000 wraz z prognozą do 2005 r.

Fig. 12. The diagram of average deposit thickness and stoping widths in „Polkowice-Sieroszowice" mine within 1996—2000 with prediction till 2005

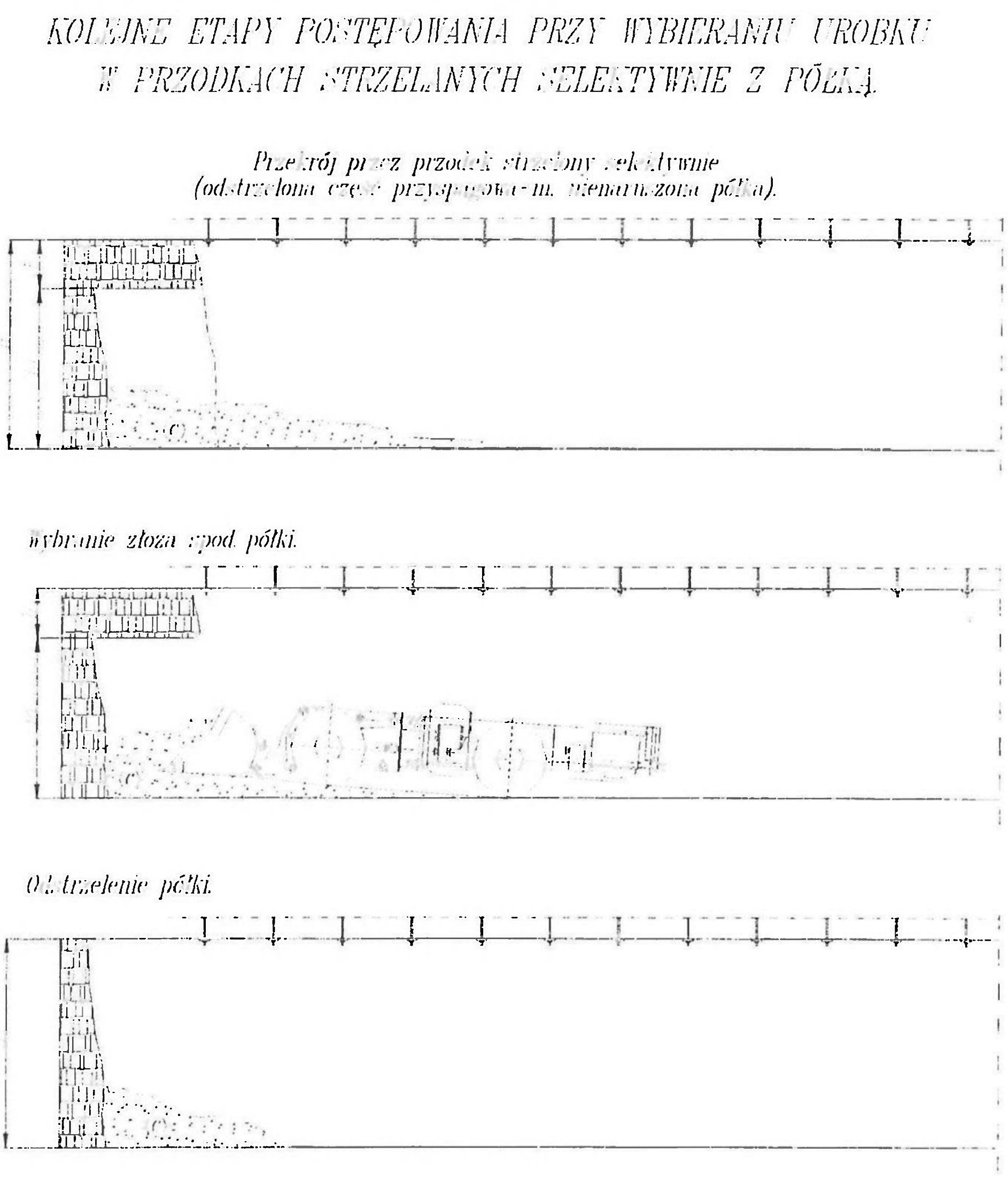


Rys. 13. Kolejne etapy postępowania przy wybieraniu urobku przy technologii selektywnego wybierania z „progiem złożowym"

Fig. 13. Subsequent stages during extracting the ore in selective mining method with the deposit barrier

wadzono tzw. urabianie z „progiem złożowym" dla miąższości poniżej 1,5 m i z „półką kamienną" dla miąższości od 1,5 m.

Powyższe rozwiązania technologiczne charakteryzują znaczne koszty. Obniżają one niewątpliwie zubożenie, ale wymagają utrzymania bardzo silnego reżimu produkcyjnego. Konieczne jest pełne zaangażowanie służb geologicznych i dozoru oddziału górniczego. Bardzo wiele zależy też od świadomości samych górników zatrudnianych w przodkach, od ich umiejętności odróżnienia skały płonnej od wartościowego urobku. Efektem metod selektywnej eksploatacji jest urabianie i oddzielanie ogromnych ilości skały płonnej od okruszcowanej rudy w procesie eksploatacji złoża. Wielkość oddzielanej skały płonnej w procesie urabiania obrazuje rysunek 12.

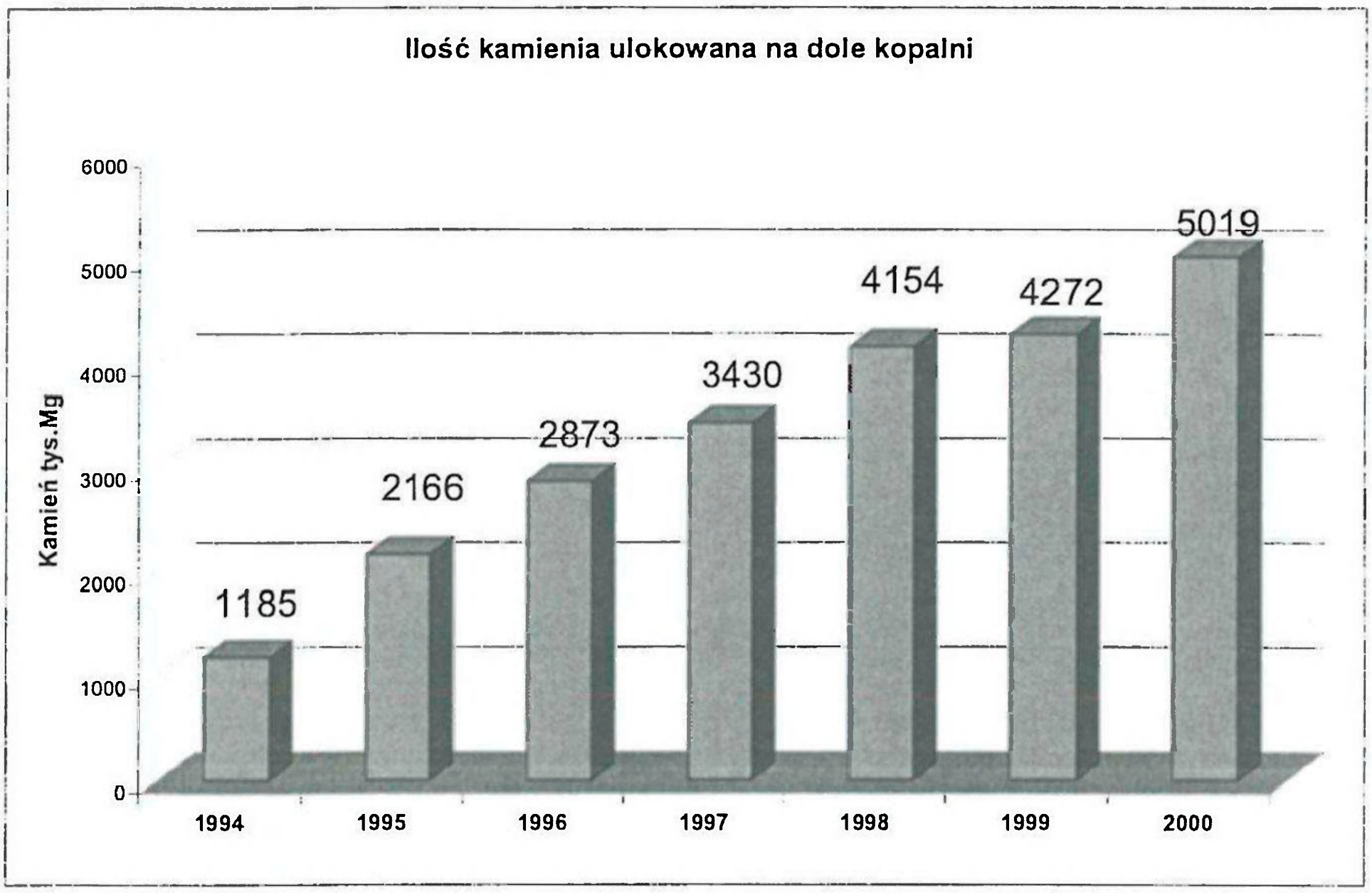


Rys. 14. Kolejne etapy postępowania przy wybieraniu urobku przy technologii selektywnego wybierania z „półką kamienną"

Fig. 14. Subsequent stages during extracting the ore in selective mining method with the rock shelf

2.1.3. Nowy sposób udostępnienia złoża o małej miąższości oraz eksploatacji złoża z planowanych filarów oporowych

Problem gospodarki skałą płonną występuje również w fazie udostępniania złoża i przygotowania go do eksploatacji, tj. drążenia wyrobisk chodnikowych. Najczęściej główne wyrobiska udostępniające wykonywane są w znacznych odległościach od istniejących frontów eksploatacyjnych. Przy małej miąższości złoża i wymaganych gabarytach wyrobisk udostępniających (wymogi wentylacji i transportu) ilości skały płonnej uzyskiwane przy drążeniu tych wyro-



Rys. 15. Ilość skały płonnej ulokowana na dole kopalni

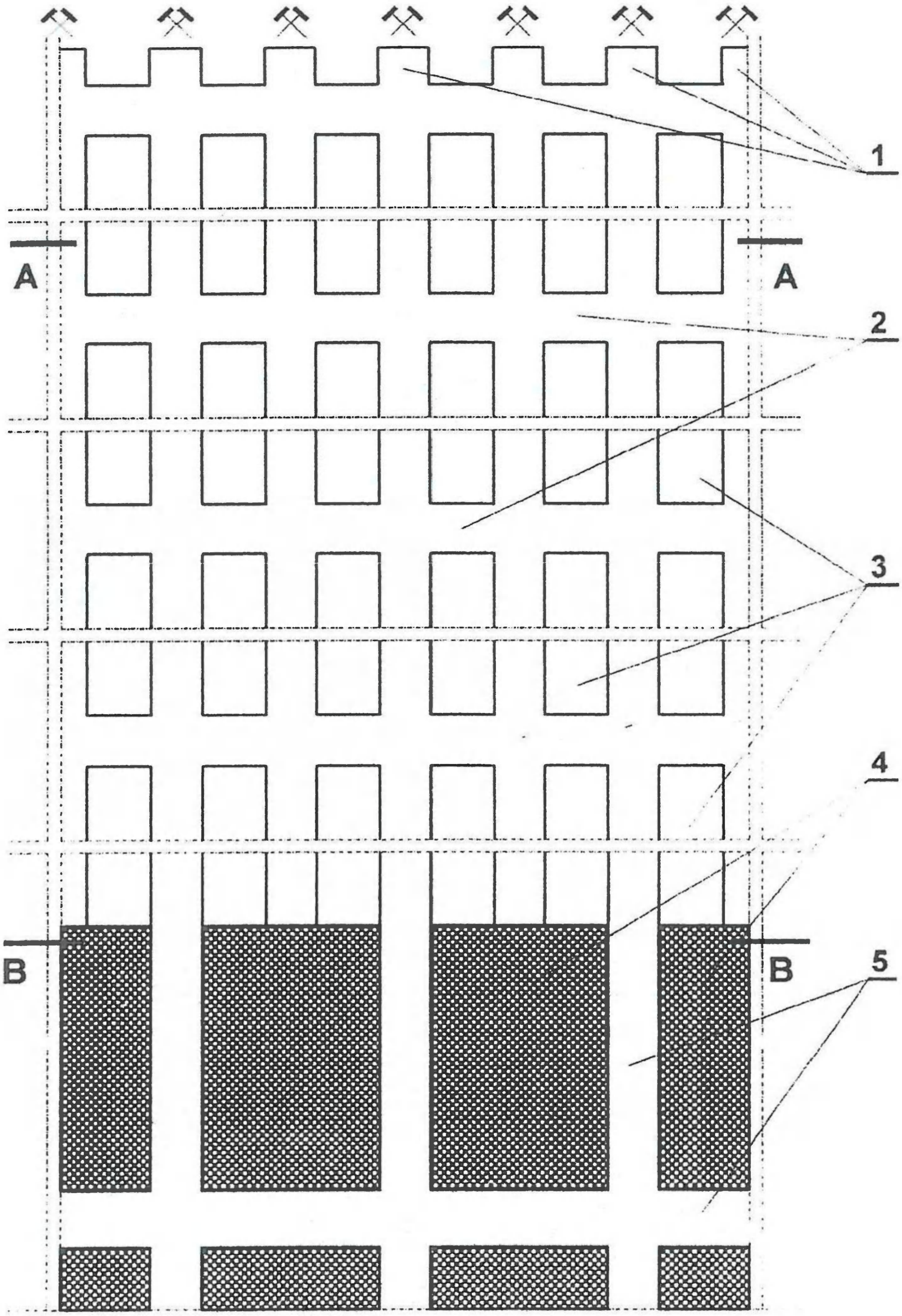
Fig. 15. Amount of barren rock placed in the mine underground

bisk są znaczne, a tym samym koszty jej przemieszczenia do oddalonych frontów również niebagatelne.

Innym, ważnym czynnikiem wynikającym z dotychczasowej eksploatacji rud miedzi w LGOM, który wpłynął na podjęcie prób z wdrożeniem nowego sposobu udostępniania złoża jest zagrożenie tąpaniami, jakie towarzyszy późniejszej eksploatacji filarów oporowych, które tworzone są dla wyrobisk udostępniających. Często w filarach takich zostają na wiele lat uwięzione znaczne zasoby złoża o dobrych parametrach, które w filarach oporowych ze względu na zagrożenie nie zawsze mogą być dostatecznie wyeksploatowane.

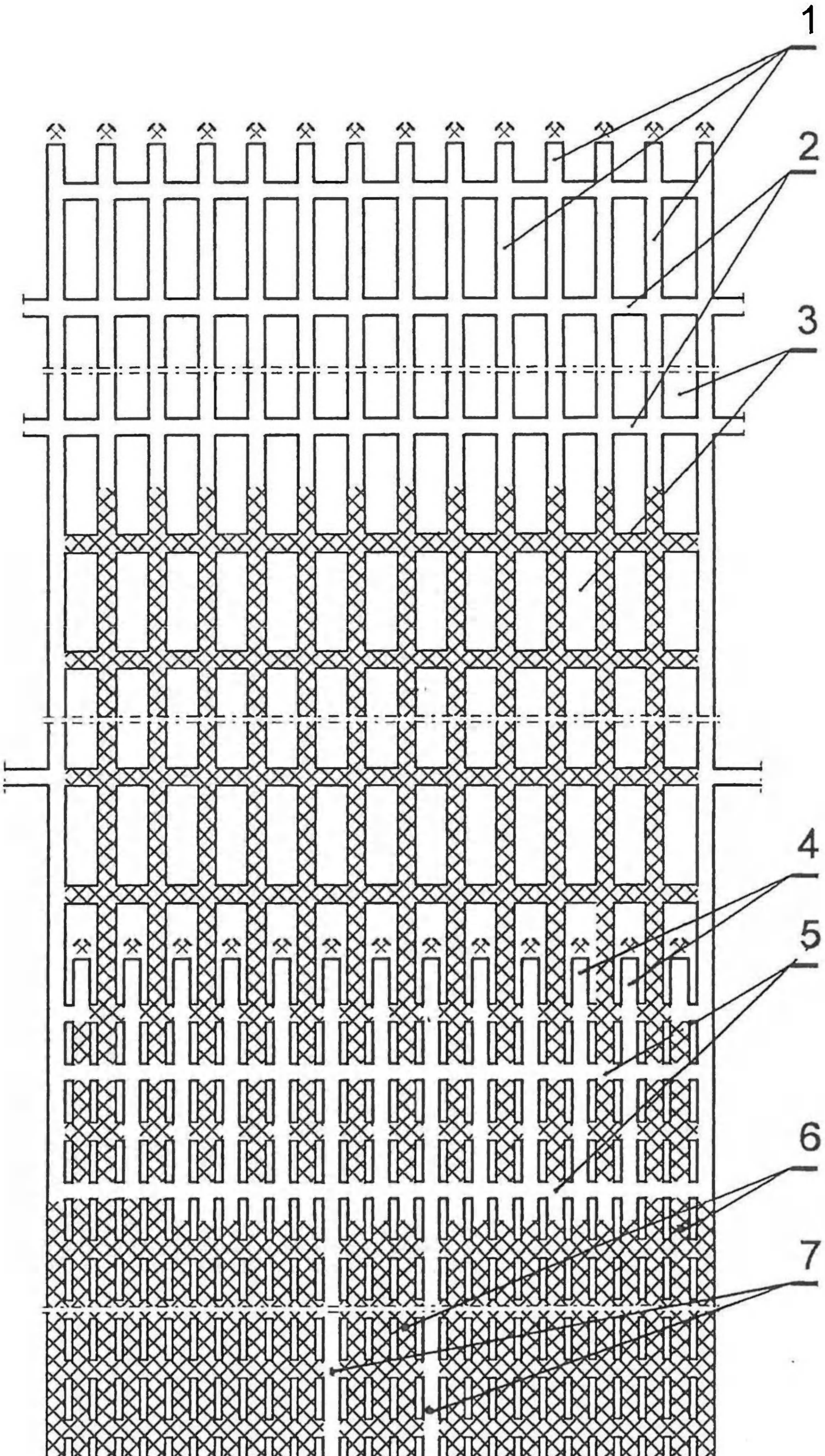
W aspekcie powyższych problemów, opierając się na doświadczeniach wynikających z dotychczasowej eksploatacji w tych warunkach, w szczególności możliwości utrzymania stateczności wyrobisk w długim okresie w otoczeniu zrobów na filarach podporowych w stanie pozniszczeniowym, od roku 2000 prowadzone jest w kopalni wdrażanie nowego sposobu udostępniania złoża, którego generalną cechą jest eksploatowanie złoża w perspektywicznym filarze oporowym na etapie jego udostępniania.

Wyrobiska udostępniające, które mają zostać czynne jako wentylacyjne i transportowe, lokalizowane byłyby za postępem rozcinki eksploatującej złoże pomiędzy filarami zastępczymi tworzonymi ze skały płonnej. Sposób ten pozwala wyeksploatować złoże z perspektywicznego filara oporowego na etapie udostępniania i przygotowania nowych rejonów i pól do eksploatacji, a skałą płonną pozyskiwaną z selektywnego urabiania w przodkach na etapie udostępniania lokować w pobliżu jej pozyskiwania. Warianty takiego sposobu udostępniania przedstawione są na rysunku nr 16 i 16a.



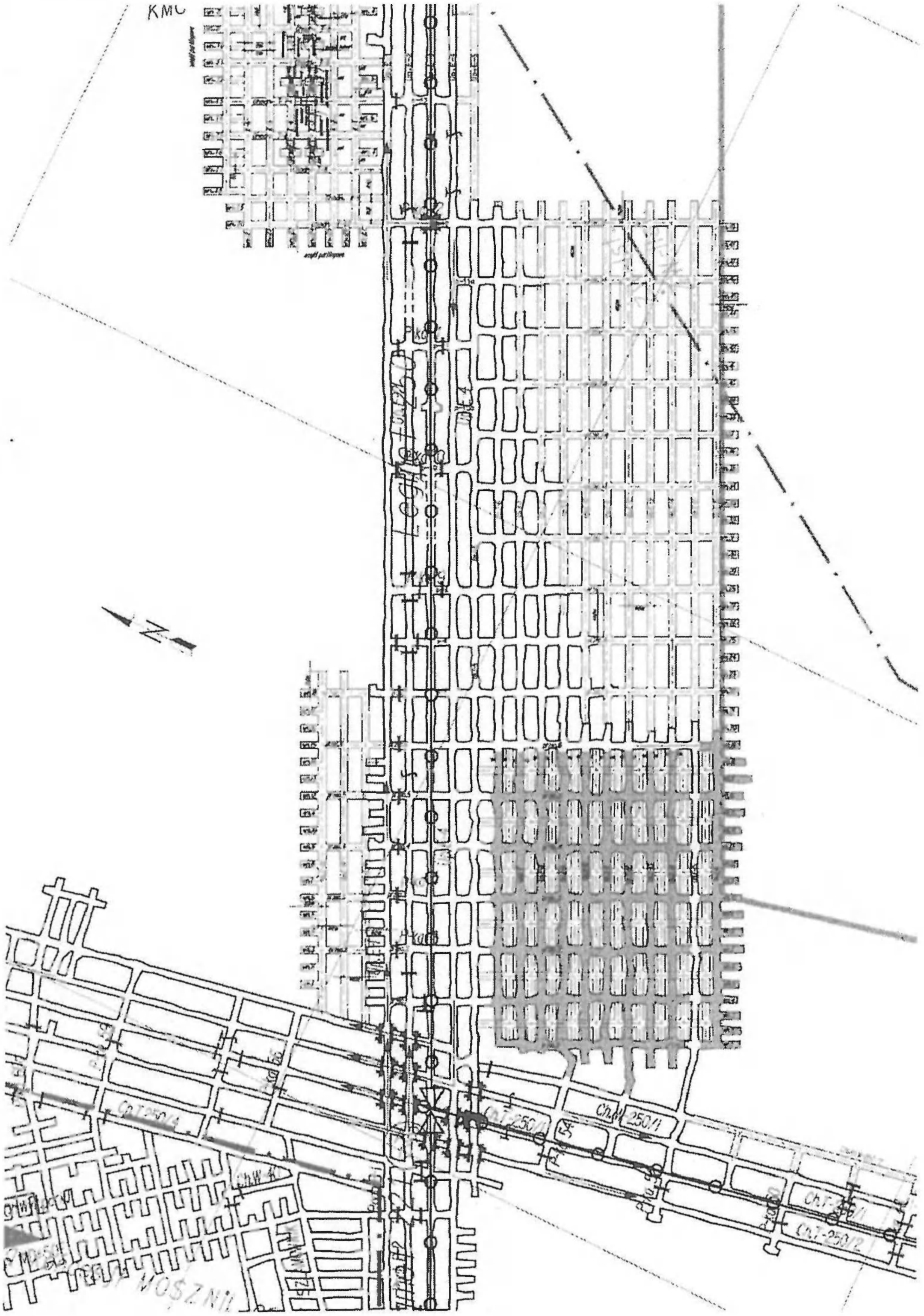
Rys. 16. Różne warianty wybrania złoża z perspektywicznych filarów oporowych z wytworzeniem wyrobisk komunikacyjno-wentylacyjnych pomiędzy filarami zastępczymi utworzonymi ze skały płonnej

Fig. 16. Different variants of deposit extraction from perspective support pillars with forming communication and transport galleries between substitute pillars in the barren rocks



Rys. 16a. Różne warianty wybrania złoża z perspektywicznych filarów oporowych z wytworzeniem wyrobisk komunikacyjno-wentylacyjnych pomiędzy filarami zastępczymi utworzonymi ze skały płonnej

Fig. 16a. Different variants of deposit extraction from perspective support pillars with forming communication and transport galleries between substitute pillars in the barren rocks



Rys. 16b.

Fig. 16b.

3. Przewidywane kierunki zmian w systemach eksploatacji

Dotychczasowe doświadczenia w zakresie systemów eksploatacji wskazują, że wypracowane parametry frontu eksploatacyjnego (długość, szerokość otwarcia, długość frontu oraz wielkość wybiegu) oraz geometria i usytuowanie filarów eksploatacyjnych do linii frontu wydają się być optymalne i nie ulegną zasadniczym zmianom.

Podstawowym systemem eksploatacji pozostanie system komorowo-filarowy jednoetapowy z ugięciem stropu, a dotychczasowe pozytywne doświadczenia z jego odmianą z „filarem ruchowym zamykającym" wskazują, iż może być to podstawowy system eksploatacji w zakresie parametrów frontu eksploatacyjnego.

Dotychczasowe, wstępne doświadczenie z wdrażanym sposobem udostępniania złoża i jego eksploatacji z perspektywicznych filarów oporowych rokuje, że sposób ten po jego niezbędnych udoskonaleniach uzyskiwanych w trakcie wdrażania w różnych warunkach górniczych, może być rozwiązaniem obecnych problemów przy udostępnianiu i eksploatacji złóż małej i średniej miąższości.

Ze względu na takie czynniki przy eksploatacji poniżej 1000 m jak: wzrost temperatury i spodziewane pogorszenie środowiska klimatycznego na frontach eksploatacyjnych w przodkach wyrobisk, przeważającą ilość złoża o małej miąższości, a co za tym idzie konieczność selektywnego urabiania rudy, przemieszczania dużej ilości skały płonej i lokowania jej na dole w przestrzeni wyeksploatowanej, ewentualne kierunki modyfikacji systemów eksploatacji będą dotyczyły tych czynników.

W zakresie czynników klimatycznych optymalnym i przyszłościowym wydaje się być indywidualne klimatyzowanie stanowisk pracy (dotyczy to już dużej części maszyn ładująco-odstawczych), gdyż wątpliwe wydaje się uzyskanie możliwości zapewnienia odpowiednich parametrów klimatycznych dla całej ilości powietrza i wszystkich wyrobisk na frontach eksploatacyjnych oraz w innych miejscach.

Dotychczasowe doświadczenia z eksploatacją złoża furtą obniżoną do wysokości około 1,5 m jak i około 2 m wskazują, iż optymalną wysokością wyrobisk przy eksploatacji złoża o miąższości $\leq$ 2 m będzie furta $\cong$ 2 m. Przy zastosowaniu maszyn niższych przystosowanych do wyrobisk $\cong$ 1,5 m, spada radykalnie ich wydajność jak i sprawność (bardzo wysoka awaryjność). Dodatkowym czynnikiem ograniczającym obniżanie wysokości wyrobisk $\leq$ 2 m jest wymuszanie na pracownikach nieergonomicznej postawy przy pracy i poruszaniu się w wyrobiskach, co może skutkować w dłuższym okresie czasu chorobami kręgosłupa.

Ograniczona miąższość złoża wymagać będzie doskonalenia samego procesu urabiania w przodkach wyrobisk jak i przy urabianiu filarów eksploatacyjnych do wymiarów resztkowych, celem ograniczania zubożenia rudy.

Improvement of the mining methods of copper ore deposits in LGOM mines i n order to reduce the bumps and tremors hazard and to lower the mining costs

Abstract

Description of changes in the room and pillar mining method of the copper ore deposits of medium and small thickness since the early seventies in the aspect of limiting the bumps and tremors hazard and reducing the mining costs. Changes in the mining practice resulted from searching the methods of counteracting the hazards resulting from the rock-mass pressure and from the need of reducing the mining cost. The general characteristic of the subsequent modifications of the room and pillar method together with its newest modification, with so called "operational closing pillar".

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1017—1030

Paweł KRZYSTOLIK
Główny Instytut Górnictwa
Kopalnia Doświadczalna „Barbara"

Skojarzona gospodarka energetyczna wykorzystująca metan — szansą obniżenia kosztów wydobycia węgla

Słowa kluczowe

Bezpieczeństwo – górnictwo – metan – utylizacja – publikacja

Streszczenie

Wydobycie węgla w kopalniach metanowych obarczone jest zwiększonymi kosztami bezpieczeństwa pracy, profilaktyki i zwalczania zagrożenia wybuchem metanu. Szczególnie wysokie koszty wydobycia występują w kopalniach zmuszonych do prowadzenia odmetanowania. W kopalniach stosujących odmetanowanie dla poprawy bezpieczeństwa pracy istnieje możliwość obniżenia w sposób znaczący kosztów wydobycia węgla, przez odpowiednie zagospodarowanie ujmowanego metanu. Metan traktowany jako nośnik energii, wydobywany równolegle z drugim nośnikiem energii jakim jest węgiel, może nie tylko pokryć koszty poniesione na odmetanowanie, ale również przynieść wysokie zyski. Warunkiem jest zagospodarowanie metanu, w odpowiednio dobranych do wydajności ujęcia metanu z pokładów węgla formach wykorzystania. Gaz metanowy najczęściej zawierający od 45% do 65% czystego metanu można z zyskiem sprzedać odbiorcy zewnętrznemu, można też zagospodarować na miejscu w kopalni w wysokowydajnych kotłach gazowych do ogrzewania i/lub do suszenia węgla w procesach poflotacyjnych lub w odpowiednio dobranych blokach energetyczno-ciepłowniczych.

Najkorzystniejszą formą wykorzystania gazu metanowego w kopalniach stosujących odmetanowanie jest zastosowanie bądź silników gazowych z generatorami prądu elektrycznego, bądź turbin gazowych do wytwarzania energii elektrycznej i cieplnej. Gospodarka energetyczna wykorzystująca gaz metanowy z kopalń w układach skojarzonych, do wytwarzania energii elektrycznej i równocześnie energii cieplnej ze spalin silników lub turbin gazowych może osiągać efektywność całkowitą w przedziale 75—85%.

W wykładzie będą omówione różne formy wykorzystania gazu metanowego z odmetanowania — w kotłach parowych z palnikami gazowymi, w silnikach gazowych lub turbinach gazowych wraz z ogólną oceną ich efektywności. Przedstawiono różne układy skojarzonej energetyki, wytwarzające w kogeneracji energię elektryczną i cieplną ze spalin. Omówiono zakres stosowania oraz dobór odpowiednich urządzeń w blokach energetyczno-ciepłowniczych, w zależności od wydajności ujęcia gazu metanowego w kopalniach węgla. Podano przykłady

zagospodarowania gazu metanowego z odmetanowania w różnych kopalniach oraz ocenę korzyści ekonomicznych wynikających z wykorzystania gazu. Przedstawiono pokrótce jak uzyskiwać wyższą wydajność odmetanowania i jak dobrać do tej wydajności odpowiednie urządzenia do skojarzonej produkcji energii elektrycznej i ciepła.

1. Wstęp

Kogeneracja w silnie metanowych kopalniach węgla to wymóg czasu i przyszłości nowoczesnego górnictwa. Troska o ochronę środowiska naturalnego oraz dostępność rezerw paliw kopalnych powodują potrzebę coraz lepszego ekonomicznego wykorzystania zasobów paliw i energii.

Zaostrzone wymagania ochrony środowiska i wypływające z nich obciążenia finansowe z tytułu kar za przekroczenie dopuszczalnych emisji gazów cieplarnianych i pyłów, wymuszają gruntowną modernizację lub budowę nowoczesnych obiektów energetycznych i zastosowanie czystszych paliw. Wymaga to dużych nakładów na urządzenia odpylania, odsiarczania i odazotowania spalin lub co jest bardziej racjonalne modernizacji polegającej na zmianie paliwa stałego na paliwo gazowe, w tym przypadku węgla na gaz metanowy z kopalń węgla.

Najprostszym, racjonalnym i najlepszym rozwiązaniem jest kogeneracja, polegająca na jednoczesnym wytwarzaniu energii elektrycznej i ciepła. W silnie metanowych kopalniach wydobycie węgla obciążone jest wysokimi kosztami odmetanowania, ale równocześnie w tych kopalniach istnieje możliwość wykorzystania gazu metanowego do produkcji energii skojarzonej, elektrycznej i cieplnej.

Pomimo wysokich kosztów odmetanowania, kopalnie te mają największe szanse zwiększenia swojej rentowności, przy odpowiednim wykorzystaniu gazu metanowego. Niewiele kopalń stosujących odmetanowanie w pełni wykorzystuje te możliwości. Barierą są wysokie koszty inwestycyjne zakupu i instalacji urządzeń elektro-ciepłowniczych lub odpowiednich bloków energetycznych, dostosowanych do wydajności ujęcia metanu. Jest jednak kilka sposobów uniknięcia wysokich kosztów zakupu silników lub turbin gazowych oraz generatorów czy to w drodze leasingu, czy pozyskania tanich kredytów np. z funduszu Phare itp.

Najkorzystniejszą formą wykorzystania gazu metanowego z kopalń węgla są silniki spalinowe lub turbiny gazowe. Im lepiej dobrane i dokładniej dostosowane do wydajności ujęcia i składu gazów będą urządzenia w blokach energetycznych, tym większe zyski z wykorzystania gazu metanowego.

Produkcję energii w układzie skojarzonym, należy oceniać w kontekście znaczących korzyści ekologicznych i społecznych, zapewniających poprawę jakości środowiska naturalnego. Kogeneracja jest jednym z najkorzystniejszych sposobów zmniejszenia emisji CH_4 z kopalń węgla oraz CO_2 o 30% z elektrociepłowni zasilanych gazem metanowym w porównaniu z elektrowniami węglowymi. Pomimo tego prawie żadna z kopalń stosujących odmetanowanie nie miała do 1997 roku instalacji z prawdziwego zdarzenia do produkcji energii w systemie skojarzonym. Pierwsza tego typu instalacja została zakupiona przez Jastrzębską Spółkę Węglową S.A. i zabudowana w KWK „Krupiński" [4].

Znaczna część gazu w kilku kopalniach stosujących odmetanowanie, bywa odprowadzana na straty ze stacji odmetanowania bezpośrednio do atmosfery z komina wydmuchu lub też jest spalana w pochodni. Taki brak możliwości wykorzystania gazu metanowego z odmetanowania

występuje w kopalniach: „Jankowice", „Chwałowice" „Szczygłowice", „Budryk" i „Sośnica". Ponad połowę gazu, w przeliczeniu na czysty metan, odprowadzają bezużytecznie ze stacji odmetanowania do atmosfery kopalnie: „Staszic", „Wesoła" i „Marcel". Znaczną część gazu metanowego do niedawna bezużytecznie odprowadzały do atmosfery również kopalnie: „Halemba" i „Bielszowice".

W KWK „Borynia" zmniejszono ilość gazu odprowadzanego ze stacji odmetanowania do atmosfery przez zainstalowanie kotłów parowych z palnikami gazowymi, a w KWK „Halemba" i „Bielszowice" zainstalowano po jednym silniku gazowym z generatorem prądu elektrycznego. Ogólny stan wydobycia i zagospodarowania gazu metanowego w kopalniach prowadzących odmetanowanie złóż węgla z wyrobisk podziemnych przedstawiono w tabelach 1, 2 i 3 odpowiednio w latach 1998, 1999 i 2000.

Tabela 1. Zestawienie ilości ujmowanego i wykorzystanego metanu w 1998 r.

Table 1. Capture, utilization and losses of coal — bed methane (CBM) in 1998

Lp.	Kopalnia	Ilość ujętego CH_4		Ilość wykorzyst.CH_4		Ilość wypuszcz.CH_4		Efektyw.
		m^3/min	m^3/rok	m^3/min	m^3/rok	m^3/min	m^3/rok	%
1.	Silesia	10,56	5 549 300	10,55	5 544 200	0,01	5 100	99,9
2.	Brzeszcze	64,0	33 613 200	63,3	33 228,349	0,7	384 851	98,0
3.	Halemba	8,85	4 667,451	6,15	3 244,423	2,7	1 423 026	69,5
4.	Wesoła	16,35	8 593 560	9,4	4 940 057	6,95	3 653 503	57,5
5.	Staszic	16,56	8 703 936	8,02	4 244 742	8,54	4 490 929	48,4
6.	Bielszowice	5,65	2 969 000	0,0	0	5,65	2 969 000	0,0
7.	Sośnica	4,6	2 106 000	0,0	0	4,6	2 106 000	0,0
8.	Budryk	9,7	5 098 320	0,0	0	9,7	5 098 320	0,0
	Razem	136,27	71 300 767	97,42	51 201 771	38,85	20 130 729	71,5
Kopalnie ROW								
1.	Jas-Mos	23,76	12 488 256	21,53	11 316 700	2,23	1 171 556	97,5
2.	Zofiówka	37,2	19 566 892	33,07	17 493 392	4,13	2 073 500	88,9
3.	Morcinek	19,0	9 978 752	13,66	7 179 236	5,34	2 799 516	71,9
4.	Krupiński	32,9	17 313 304	22,9	11 982 276	10,0	5 331 028	69,6
5.	Marcel	5,54	2 897 803	3,81	2 005 803	1,73	892 000	68,7
6.	Pniówek	101,6	53 405 000	63,2	33 086 635	38,4	20 318 365	62,2
7.	Borynia	3,6	1 869 512	1,73	895 400	1,87	974 112	48,1
8.	Jankowice	11,14	5 857 400	2,22	1 169 100	8,92	4 688 300	20,8
9.	Chwałowice	3,21	1 687 176	0,0	0	3,21	1 687 176	0,0
Razem ROW		237,95	125 064 095	162,12	85 128 542	75,83	39 935 553	68,1
RAZEM		3754,22	196 372 862	259,54	136 330 313	114,68	60 066 282	69,4

Tabela 2. Zestawienie ilości ujmowanego i wykorzystanego metanu w 1999 r.

Table 2. Capture, utilization and losses of coal — bed methane (CBM) in 1999

Lp.	Kopalnia	Ilość ujętego CH_4		Ilość wykorzyst.CH_4		Ilość wypuszcz.CH_4		Efektyw.
		m^3/min	m^3/rok	m^3/min	m^3/rok	m^3/min	m^3/rok	%
1.	Silesia	10,4	5 468 342	10,4	5 468 342	0	0	100
2.	Brzeszcze	53,6	28 141 632	53,5	28 085 432	0,1	56 200	99,8
3.	Halemba	9,2	4 833 830	5,4	2 837 909	3,8	1 995 921	58,7
4.	Staszic	18,2	9 565 920	8,11	4 262 616	10,09	5 303 304	44,6
5.	Wesoła	19,9	10 459 440	7,42	3 900 341	12,84	6 559 099	37,3
6.	Bielszowice	14,81	7 782 960	0	0	14,81	7 782 961	0
7.	Sośnica	19,5	10 249 200	0	0	19,5	10 249 200	0
8.	Budryk	22,1	11 629 290	0	0	22,1	11 629 290	0
	Razem	167,71	88 128 512	84,83	44 554 640	82,88	43 575 974	50,6
Kopalnie ROW								
1.	Jas-Mos	21,4	11 245 500	20,65	10 851 100	0,75	394 400	96,5
2.	Zofiówka	37,4	19 658 404	35,39	18 602 704	2,01	1 055 700	94,7
3.	Krupiński	23,9	12 579 463	19,73	10 389 196	4,17	2 190 267	82,8
4.	Morcinek	9	3 291 300	7,56	2 535 800	1,44	755 500	76,5
5.	Pniówek	100,3	52 730 100	64,59	33 961 796	35,71	18 768 304	65,1
6.	Marcel	32,27	16 972 505	15,87	8 347 355	16,39	8 625 150	57,2
7.	Borynia	2,7	1 433 100	1,42	762 000	1,28	671 000	52,5
8.	Jankowice	10,3	5 388 311	0,53	276 954	9,77	5 111 357	4,9
9.	Chwałowice	9,86	5 180 000	0	0	9,86	5 180 000	0
Razem ROW		247,13	129 891 520	165,74	87 112 944	81,39	42 778 584	67,1
RAZEM		414,84	218 020 032	250 57	131 665 474	164,27	86 354 558	60,4

W KWK „Pniówek" zainstalowano układ skojarzonego systemu energetycznego składającego się z silnika spalinowego typu TBG 632 V16 firmy MWM DEUTZ (Niemcy) zasilanego gazem z odmetanowania (spalanie 14,4 Nm^3/min odniesione do czystego metanu) oraz generatora 3200 kW firmy Van Kaick. Skojarzony system energetyczny został zintegrowany z centralnym systemem chłodniczym na powierzchni, składającym się z trzech absorpcyjnych maszyn chłodzących o mocy: Nr 1-600 kW, Nr 2-1730 kW i Nr 3-570 kW dla klimatyzacji dołu kopalni (schładzanie powietrza w przodkach górniczych). Pierwszy blok energetyczny składający się z silnika i generatora uruchomiono w 2000 r., drugi blok włączono w 2001 r.

Tabela 3. Zestawienie ilości ujmowanego i wykorzystanego metanu w 2000 r.

Table 3. Capture, utilization and losses of coal — bed methane (CBM) in 2000

Lp.	Kopalnia	Ilość ujętego CH_4		Ilość wykorzyst.CH_4		Ilość wypuszcz.CH_4		Efektyw.
		m^3/min	m^3/rok	m^3/min	m^3/rok	m^3/min	m^3/rok	%
1.	Brzeszcze	56	29 514 240	55,9	29 461 536	0,1	52 704	99,82
2.	Silesia	10,94	5 765 818	10,84	5 713 114	0,1	52 704	99,82
3.	Halemba	6,55	3 347 000	4,7	2 445 912	1,85	901 088	71,76
4.	Staszic	15,75	8 278 106	6,8	3 574 236	8,95	4 703 870	43,17
5.	Wesoła	23,49	12 379 104	4,55	2 396 404	18,94	9 982 700	19,37
6.	Bielszowice	16,9	8 906 976	0	0	16,9	8 906 976	0
7.	Sośnica	18,3	9 644 832	0	0	18,3	9 644 832	0
8.	Budryk	34,5	18 181 900	0	0	34,5	18 181 900	0
9.	Śląsk	10	5 270 400	0	0	10	5 270 400	0
10.	Szczygłowice	8,22	722 064	0	0	18,89	722 064	0
Razem		200,65	105 750 576	82,79	43 633 642	117,86	62 116 934	41,26
Kopalnie ROW								
1.	Zofiówka	38,1	20 062 100	35,9	18 932 500	2,2	1 129 600	94,26
2.	Jas-Mos	20	10 533 300	18,79	9 912 400	1,21	640 900	93,95
3.	Krupiński	24,21	12 755 800	18,1	9 536 900	6,11	3 218 900	74,76
4.	Marcel	21,03	11 084 900	14,13	7 447 945	6,9	3 636 955	67,19
5.	Pniówek	96,8	51 018 300	61,75	32 545 500	35,05	18 472 800	63,79
6.	Borynia	3,9	2 064 000	2,01	1 067 300	1,89	996 700	51,54
7.	Jankowice	14,7	7 748 100	1,47	773 800	13,23	6 974 300	10
8.	Chwałowice	9,17	4 832 957	0	0	9,17	4 832 957	0
Razem ROW		228,19	120 265 257	152,43	80 336 707	75,76	39 928 550	66,8
RAZEM		428,84	226 015 833	235,22	123 970 349	193,62	102 045 484	54,85

2. Ujęcie gazu metanowego w kopalniach węgla GZW

Pierwsze odmetanowanie z powierzchni zastosowano w 1929 roku w rejonie Marklowic z zaślepionego szybu oraz z 30 otworów (studni) odwierconych z powierzchni do głębokości od 130 m do 300 m. Metan występuje tu w stanie wolnym pod nieprzepuszczalnym nadkładem

warstw karbońskich. Z tych odwiertów ujmowano średnio 25 m^3 metanu na minutę i łącznie odciągnięto 330 mln m^3 tego gazu.

Podobne odmetanowanie z powierzchni zastosowano w północnym rejonie pola górniczego kopalni „Silesia", gdzie odwiercono 4 odwierty (studnie). Ogółem ujęto z nich 6,5 mln m^3 CH_4 przy wydajności ujęcia od 7,6 m^3/min w początkowym okresie do 3 m^3/min w końcowym okresie.

W latach 1990—1996 pojawiło się w Polsce szereg firm zagranicznych, głównie z USA i Wielkiej Brytanii m.in. Mc. Kenzie, AMOCO, TEXACO, Mc. Cormic Cee Bee Natural Gas Inc, z zamiarem pozyskiwania metanu pokładów węgla (MPW) odwiertami z powierzchni. O przyznanie koncesji na pozyskiwanie MPW wystąpiły również firmy krajowe METANEL S.A. i POLTEX-METHANE (Joint Venture z udziałem kapitału zagranicznego). Większość firm zagranicznych nie podjęła nawet etapu badań za pomocą głębokich odwiertów badawczo-rozpoznawczych, wycofując się z przedsięwzięcia odmetanowania z powierzchni. AMOCO, TEXACO, METANEL S.A. i POLTEX-METHANE zrealizowały prace tylko w etapie I: polegającym na wykonaniu odwiertów i badań w odwiertach (studniach) badawczych. Łącznie odwiercono 30 odwiertów badawczych. Najwięcej odwiertów i badań wykonało AMOCO. Po zakończeniu badań przez AMOCO prace przejęło TEXACO, ale nie podjęło badań ani w etapie II tj. badań eksploatacyjnych ani też w etapie III - eksploatacji, wycofując się z dalszych przedsięwzięć.

Z uwagi na niską przepuszczalność gazową polskich węgli około 1 mD i poniżej, odmetanowanie pokładów węgla prowadzi się jednak głównie z wyrobisk podziemnych w rejonie eksploatacji węgla, z zastosowaniem powierzchniowych lub podziemnych inżektorowych stacji odmetanowania. Pierwsze odmetanowanie z dołu kopalni wprowadzono w kopalni węgla „Silesia" w 1956 r. i stosuje się je do dziś.

Regularnie odmetanowanie prowadzone jest w 18—20 kopalniach węgla kamiennego w zależności od usytuowania frontów eksploatacji węgla, przy czym 17 kopalń posiada centralne stacje odmetanowania na powierzchni.

Wydajność ujęcia metanu metodami drenażu podziemnego jest zróżnicowana w zależności od warunków geologiczno-górniczych i stosowanej technologii odmetanowania:

— przy odmetanowaniu prowadzonym z wyrobisk przygotowawczych wydajność ujęcia w otworach drenażowych nie przekracza najczęściej 0,1—0,5 m^3/min, przy optymalnej depresji od 80—100 mm Hg osiąga się od 0,5—15 m^3 CH_4/min,

— odmetanowanie eksploatacyjne w rejonach ścian jest najbardziej efektywne z uwagi na zwiększenie przepuszczalności gazowej węgla na skutek odprężenia i powstałych spękań w zasięgu wpływów eksploatacji, gdzie wydajność dochodzi do 50 m^3/min. Stwierdzona efektywność odmetanowania w rejonach ścian wynosi:

- w ścianach prowadzonych od pola 20—30% całkowitej ilości wydzielającego się metanu z górotworu w rejonie prowadzonej eksploatacji,
- w ścianach prowadzonych do pola 25—50%,
- w ścianach z podwójnymi chodnikami wentylacyjnymi 40—60%,
- w ścianach z chodnikiem metanowym (drenażowym) nad zrobami ścianowymi 50—76%.

Koszty odmetanowania są bardzo wysokie i zwrot nakładów oraz zysk uzyskują kopalnie, które wykorzystują metan na miejscu w kotłowniach lub w elektrociepłowniach, bądź też sprzedają gaz użytkownikom zewnętrznym (KWK „Brzeszcze" i KWK „Silesia") [2].

Przykładowe rozliczenie kosztów w KWK „Brzeszcze" odmetanowania i wpływów w rezultacie zagospodarowania metanu przy wydobyciu węgla 2 720 400 Mg i ujęciu metanu 104 875 000 m^3 przedstawia się następująco:

Przykładowe koszty odmetanowania bez kosztów chodników drenażowych w KWK „Brzeszcze" [2]

— koszty pracy stacji odmetanowania — 1 739 345,84 zł,
— koszty zatrudnienia pracowników fizycznych pod ziemią przy transporcie wyposażenia i urządzeń do odmetanowania — 873 084,40 zł,
— wiercenie dołowe otworów drenażowych wraz z dozorem — 1 367 366,43 zł,
— łącznie techniczne koszty odmetanowani — a3 979 796,67 zł,
— wynikowe koszty odmetanowania — 4 378 590,92 zł,
— techniczny koszt jednostkowy odmetanowania — 0,037 zł/m^3,
— wynikowy koszt jednostkowy odmetanowania — 0,041 zł/m^3,
— obciążenie tony wydobycia — 1,67 zł/Mg.

Wpływy za gaz w KWK „Brzeszcze"

— sprzedaż metanu do Kombinatu Chemicznego Dwory S.A. bez VAT — 6 685 433,00 zł,
— z VAT — 7 355 133,36 zł,
— za gaz wykorzystany w kotłowni — 1 003 254,23 zł.

Razem wpływy z utylizacji metanu — 8 358 387,59 zł.

W kosztach odmetanowania nie uwzględnia ono w KWK „Brzeszcze" wykonania tzw. chodników metanowych, służących przede wszystkim do ujmowania metanu ze zrobów eksploatowanej ściany. Chodniki te drąży się w pokładzie pozabilansowym nad wybiegiem przyszłej ściany. Z chodników metanowych wierci się wiązki otworów drenażowych do stropu, a następnie chodnik z obu stron jest szczelnie otamowany korkami izolującymi. Do rurociągów odmetanowania metan jest ściągany zarówno z otworów drenażowych, jak i otamowanego chodnika.

Koszt wykonania jednego metra chodnika metanowego waha się od 1500 do 2000 zł w zależności od wyposażenia i lokalizacji, w skałach płonnych lub w pokładzie, w których chodnik jest drążony. Koszty te stanowią element kosztów ruchowych, nie zaś odmetanowania, jednak generalnie obciążają one i tak wydobycie węgla.

3. Aktualne ujęcie i wykorzystanie gazu metanowego w kopalniach węgla kamiennego GZW

Ubogi gaz metanowy pozyskiwany w kopalniach w procesie odmetanowania metodami drenażu podziemnego pokładów węgla, charakteryzujących się wysoką metanonośnością, o zawartości metanu powyżej 8 m^3 CH_4/Mgc_{sw}, zawiera przeciętnie 40—60% czystego metanu w mieszaninie z powietrzem. Zawartość metanu w ujmowanym gazie bywa jednak bardziej zróżnicowana w zależności od sposobu odmetanowania oraz innych czynników:

— przy odmetanowaniu złóż węgla z powierzchni, za pomocą głębokich odwiertów tzw. studni wiertniczych koncentracja metanu w gazie przekracza 90%, co daje zbliżone parametry do gazu ziemnego (rurociągowego),
— w drenażu podziemnym pokładów węgla i otaczających skały otworami w rejonie prowadzonej eksploatacji, koncentracja metanu waha się od 30 do 70% w zależności od

zastosowanej metody odmetanowania, systemu eksploatacji i przewietrzania, szczelności otworów i rozmiaru spękań w otaczających skałach,

— przy odmetanowaniu zrobów i otamowanych wyrobisk za pomocą pozostawionych rurociągów, koncentracje metanu wahają się w znacznym zakresie, w przedziale 20—90%,

— przy drenażu nadległym za pomocą otamowanych wyrobisk lub otworów wielkośrednicowych odmetanowujących, wykonanych nad zrobami eksploatowanej ściany stężenia metanu wahają się od 60 do 95%.

Wykorzystanie gazu metanowego o przeciętnej zawartości od 45 do 65% CH_4 nie osiągnęło w kopalniach węgla zadawalającego poziomu. Ujmowany metodami drenażu podziemnego gaz metanowy jest najczęściej wykorzystywany na miejscu w kopalniach:

— w suszarniach z palnikami gazowymi do suszenia węgla po poflotacyjnych procesach w zakładach przeróbczych,

— w kotłach wodnych z palnikami gazowymi (kotły typu WR-10 i WR-25) do produkcji gorącej wody dla łaźni górniczych i dla celów grzewczych w okresie jesienno-zimowym i wczesno-wiosennym,

— w silnikach gazowych do produkcji energii elektrycznej i ciepła.

Gaz metanowy pozyskiwany w kopalniach węgla metodami drenażu podziemnego bywa również sprzedawany odbiorcom zewnętrznym, głównie zakładom przemysłowym do celów technologicznych, zlokalizowanych w niewielkiej odległości od kopalni. W ten sposób sprzedawany jest gaz z KWK „Brzeszcze" do Zakładów Chemicznych „Dwory" S.A. oraz z KWK „Silesia" do Rafinerii Czechowice. Należy podkreślić, że kierownictwo KWK „Brzeszcze" mimo dobrych rezultatów w wykorzystaniu gazu metanowego i sprzedaży dużych ilości gazu Z.Ch. „Dwory" S.A. jest zainteresowane wykorzystaniem silników gazowych i generatorów dla skojarzonej energetyki na bazie gazu z odmetanowania.

3.1. Przykładowa sieć i urządzenia do odmetanowania w kopalni „Krupiński"

Przy wykonywaniu robót górniczych w kopalni „Krupiński" dla celów odmetanowania stosuje się metody drenażu stropu i spągu oraz eksploatowanego pokładu. Metody te polegają na wachlarzowym wierceniu otworów przed frontem postępujących ścian, w rejonach o przewidywanej dużej koncentracji metanu. Metan wydzielający się do otworów odprowadza się rurociągami metanowymi do sieci odmetanowania, utrzymując depresję kilkudziesięciu do kilkuset milimetrów słupa wody.

W warunkach kopalni „Krupiński", ze względu na nachylenie złoża, odmetanowanie prowadzi się najczęściej z chodników nadścianowych. Jednocześnie dla celów odmetanowania wykorzystuje się też zroby, z których odsysany jest metan rurociągami spoza tam wentylacyjnych i wprowadzany do sieci odmetanowania.

Dołowa sieć rurociągów odmetanowania połączona jest z powierzchniową stacją odmetanowania dwoma rurociągami 300, zabudowanymi w szybie wentylacyjnym nr 3.

Stacja odmetanowania wyposażona jest w sześć jednokierunkowych, dwustopniowych sprężarek Aerzinnger produkcji niemieckiej. W związku z brakiem możliwości odprowadzania z kopalni do sieci ogólnoodbiorowej, stacja odmetanowania pracuje na I stopniu

sprężania. Sprężarki napędzane są silnikami elektrycznymi „Siemens" 1 MJ-9351-200 o mocy 250 kW.

Regulacja depresji i ciśnienia gazu w stacji odmetanowania jest prowadzona automatycznie.

Sprężarka uzyskuje następujące parametry pracy:

— ciśnienie ssania — 0,05 MPa,
— ciśnienie tłoczenia — 0,02 MPa,
— wydajność — 58,9 m^3/min.

Praca sprężarki w warunkach granicznych powoduje podniesienie temperatury gazu do 90—100°C i nie wymaga chłodzenia.

Odmetanowanie kopalń węgla kamiennego eksploatujących pokłady IV kategorii zagrożenia metanowego jest więc bardzo ważnym i skutecznym środkiem profilaktyki metanowej i obniżenia zagrożenia wybuchu metanu. Odmetanowanie prowadzone jest obecnie w 18 kopalniach GZW (tab. 3) [3].

Przy ogólnym wzroście ilości metanu wydzielającego się z górotworu kopalń metanowych z 734 mln m^3 w roku 1998 do 773 mln m^3 w roku 2000, nastąpił również wzrost ilości metanu ujętego metodami drenażu podziemnego z 196,4 mln m^3 w 1998 do 226 mln m^3 w 2000. Spadło jednak w tym okresie wykorzystanie metanu z 136,3 mln m^3 (efektywność zagospodarowania 69,4%) do 124 mln m^3 (efektywność 54,8%). Tym samym zwiększyła się ilość metanu odprowadzonego do atmosfery (tablica 1, 2 i 3) [3]. Najwyższą efektywność wykorzystania metanu wykazały w 2000 roku KWK „Silesia" ponad 99,9% ujętego CH_4 i KWK „Brzeszcze" 98,9%. Największe straty niewykorzystanego metanu w 1998 roku wystąpiły w kopalniach: „Bielszowice" (100% gazu odprowadzono do atmosfery) i „Pniówek" gdzie odprowadzono do atmosfery ze stacji odmetanowania 20,5 mln m^3. W 2001 roku w obydwu wyżej wymienionych kopalniach nastąpiła znacząca poprawa efektywności zagospodarowania w wyniku zastosowania bloków energetyczno-ciepłowniczych, wyposażonych w silniki gazowe i generatory do produkcji energii w układzie skojarzonym (energii elektrycznej i cieplnej).

4. Technologie wykorzystania gazu z odmetanowania kopalni w skojarzonych systemach energetycznych

Chociaż sposoby wykorzystania metanu przy pomocy kotłów gazowych działają w kopalniach niezawodnie, to jednak nie są rozwiązaniami optymalnymi, co wynika z następujących faktów:

— nie ma możliwości pełnego wykorzystania metanu w skali roku (w lecie brak zapotrzebowania na ciepło, a w dni wolne od pracy oraz w czasie braku wydobycia — na suszenie węgla),
— uzyskane efekty ekonomiczne z tytułu suszenia węgla i wytwarzania ciepła są 2,5 razy niższe niż można by uzyskać, traktując gaz jako surowiec energetyczny do wytwarzania energii elektrycznej i cieplnej, w układach skojarzonej produkcji energii.

Z tego powodu kopalnia „Krupiński" od 1993 roku starała się pozyskać środki na realizację projektu instalacji silnika do skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i cieplnej. Projekt ten nie został zrealizowany przez kopalnię ze względu na brak środków finansowych. Podjęto jednak wieloletni program realizacji projektu zainstalowania układu skojarzonego (silnik-generator), zasilanego gazem z odmetanowania (MPW). W tym celu z inicjatywy Głównego

Instytutu Górnictwa wspólnie z Jastrzębską Spółką Węglową S.A. i KWK „Krupiński" zrealizowano projekt celowy dofinansowany przez Komitet Badań Naukowych w latach 1994—1997, którego zadaniem było zwiększenie wydajności ujęcia metanu dla zapewnienia ciągłości zasilania silnika gazowego. Natomiast w 1996 r. na bazie kotłowni kopalń „Krupiński" i „Morcinek" została powołana przez JSW S.A. do działania Spółka EEG — „Suszec" Sp. z o.o., która w swoim statucie ma między innymi za zadanie:

— produkcję i dystrybucję energii cieplnej,
— produkcje energii elektrycznej z metanu pozyskanego z pokładów węgla,
— wdrożenie nowych zaawansowanych technologii wykorzystania metanu z pokładów węgla.

4.1. Pilotażowa instalacja skojarzonej gospodarki energetycznej w KWK „Krupiński"

Realizując swoje statutowe cele, Spółka EEG — „Suszec" w grudniu 1997 r. uruchomiła agregat prądotwórczy napędzany silnikiem spalinowym, przystosowany do skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i cieplnej, w którym paliwem napędowym jest gaz z odmetanowania kopalni „Krupiński", w postaci mieszanki metanowo-powietrznej o koncentracji 50—60% CH_4. Producentem silnika jest firma MWM Deutz/Van Kaick.

Parametry techniczne silnika są następujące:

— układ silnika — V 16/64 zaworowy,
— pojemność skokowa — 273 dm^3,
— obroty — 1000 obr/min.,
— moc elektryczna — 2,7 MW,
— moc cieplna — 3,1 MW,
— sprawność całkowita — 82%.

Odbiorcą wytwarzanej energii elektrycznej jest kopalnia „Krupiński", a energii cieplnej kopalnia oraz Spółdzielnia Mieszkaniowa „NOWA", jak i odbiorcy komunalni.

W chwili obecnej zainstalowane urządzenia do wykorzystania metanu z odmetanowania zużywają przy pełnej mocy produkcyjnej 41,3 m^3CH_4/min, w tym:

— agregat prądotwórczy — 12 m^3CH_4/min,
— palnik do opalania suszarni ZPMW (Suszenie flotokoncentratu) — 16 m^3CH_4/min,
— kocioł gazowy do ogrzewania wody na cele socjalne — 13,3 m^3CH_4/min.

Do pełnego wykorzystania mocy zainstalowanych urządzeń potrzebne jest 41,3 m^3CH_4/min. Dlatego też obecnie priorytetowym odbiorcą ujętego metanu z odmetanowania jest agregat prądotwórczy, następnie suszarnia flotokoncentratu, a dopiero jeżeli zostaje metan to kocioł gazowy. Jak wynika z powyższego, kopalnia wykorzystuje gaz z odmetanowania w stu procentach, a dla pełnego wykorzystania mocy zainstalowanych urządzeń podejmuje działania mające na celu zwiększenie ilości pozyskiwanego metanu pochodzącego z odmetanowania kopalni.

W wyniku zainstalowania silnika kopalnia uzyskała wymierne efekty tak finansowe jak i ekologiczne:

— zastosowane w silniku paliwo gazowe mniej zanieczyszcza atmosferę niż stosowanie węgla, nastąpiło wyeliminowanie emisji siarki do atmosfery,

— ograniczono efekt cieplarniany w wyniku zmniejszenia emisji metanu i dwutlenku węgla,
— uzyskano przychody finansowe za gaz z odmetanowania sprzedawany Spółce EEG — „Suszec",
— uzyskano obniżkę opłaty eksploatacyjnej o 12,5% za 100% wykorzystania metanu,
— wynegocjowano niższy koszt zakupionej energii elektrycznej od EEG — „Suszec".

W celu zapewnienia ciągłości zasilania agregatu gazem o odpowiednich parametrach opracowano w latach 1994—1996 w ramach projektu celowego nr 4 1091 94 C/1700 p.t. „Ekonomiczne i ekologiczne wykorzystanie metanu z pokładu węgla z KWK „Krupiński" realizowanego przez GIG w latach 1994-1997, nowe metody i środki techniczne odmetanowania ścian, zrobów i otamowanych wyrobisk, nowe sposoby uszczelniania otworów, zastosowano rury okładzinowe do otworów drenażowych z tworzyw sztucznych, uzyskując wzrost ujęcia metanu.

Z kopalń RŚl.SW S.A. do atmosfery trafia ok. 29 333,7 ton metanu/rok.

Metan jako kopalina towarzysząca złożu węgla kamiennego w przeszłości w całości wyrzucana do atmosfery, obecnie znajduje coraz szersze wykorzystanie gospodarcze. Jednym z kierunków wykorzystania metanu jest realizacja w kopalniach „Bielszowice" i „Halemba" zabudowy silników gazowych do produkcji energii elektrycznej i cieplnej. Realizacja przedsięwzięcia umożliwi zagospodarowanie nadwyżek niewykorzystanego metanu w tych kopalniach.

Przewiduje się wykorzystanie w każdej z tych kopalń po około 3456,0 tys. m^3 gazu kopalnianego, co w przeliczeniu na emitowany do atmosfery metan daje łącznie 4 948,9 ton/rok. Zagospodarowanie tej nadwyżki metanu wpłynie na uzyskanie efektu w postaci obniżenia opłat ekologicznych. Realizacja projektu skojarzonej gospodarki energetycznej w oparciu o metan wpłynie, obok uzyskanych efektów energetycznych, na obniżenie emisji metanu uważanego za czynnik niszczący warstwę ozonową, a ponadto pośrednio wpłynie na obniżenie emisji CO_2 (liczonej jako redukcja emisji CO_2 powstałego ze spalania metanu w miejscu spalanego węgla kamiennego.

4.2. Centralna klimatyzacja w KWK „Pniówek" w systemie kogeneracyjnego wykorzystania gazu z odmetanowania

W 2000 roku uruchomiono układ centralnej klimatyzacji kop. „Pniówek" na bazie 2 silników gazowych o mocy 3,2 MW_{el} i 3,7 $MW3_t$ firmy MWM DEUTZ Niemcy, wykorzystujących metan z odmetanowania kopalni „Pniówek". Od momentu uruchomienia silników gazowych do końca 2000 roku spalono w nich ponad 4,7 mln m^3 CH_4. Po uruchomieniu obydwu silników gazowych spalane w nich będzie około 13 mln m^3 gazu w ciągu roku. Tak więc efektywność wykorzystania ujmowanego metanu wzrośnie z około 64% średnio rocznie do około 95% przy czym docelowo w skojarzonym układzie energetycznym zostanie wytworzone:

— 6,4 MW mocy elektrycznej,
— 7,4 MW mocy cieplnej,
— 5,0 MW mocy chłodniczej.

Wdrożenie projektu i uruchomienie instalacji „Skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego dla potrzeb klimatyzacji centralnej KWK „Pniówek", oprócz zasadniczych korzyści ekonomicznych, związanych z możliwością lepszego wykorzystania czasu pracy załogi, oraz

poprawy komfortu pracy, pozwoli również na zmniejszenie emisji metanu do atmosfery w ilości około 13,0 mln m^3 rocznie.

4.3. Zabudowa gazowych agregatów prądotwórczych typu JMS 312 GS-B.LC w kopalniach „Bielszowice" i „Halemba" Rudzkiej Spółki Węglowej S.A.

Silniki gazowe firmy Jenbacher typu JMS 312 GS-B.LC o mocy elektrycznej na wyjściu 543 kW i całkowitej odzyskiwanej ilości ciepła 703 kW przy 100% obciążeniu, zasilane gazem kopalnianym pochodzącym z odmetanowania złóż węgla, zastosowano w kopalniach: „Bielszowice" i „Halemba" wchodzących w skład Rudzkiej Spółki Węglowej S.A.

Nowe nietypowe inwestycje związane z zabudową silników gazowych, indywidualnie projektowane dla każdej z kopalń, wymagały:

— dostosowania sieci odmetanowania kopalń do wymagań silnika gazowego,
— adaptacji budynków do nowych funkcji związanych z eksploatacja silnika gazowego,
— zapewnienia i doprowadzenia mieszanki gazowej o określonych parametrach do silników gazowych,
— odprowadzenia energii cieplnej i elektrycznej z silników gazowych na potrzeby kopalń,
— uzyskania zgody władz górniczych na modernizację sieci gazowej i elektrycznej oraz władz miejskich na prace budowlane,
— opracowania dodatków do Planów Ruchów na wprowadzone zmiany.

W KWK „Bielszowice" stacja odmetanowania zlokalizowana jest na poz. 516 m. Metan odsysany ze złoża poprzez stacje odmetanowania jest przesyłany szybem IV na powierzchnie. Część metanu będzie dostarczana do silnika gazowego, pozostała uwalniana do atmosfery. Poprzednio cały uwalniany metan ze złoża był uwalniany do atmosfery. Na potrzeby silnika gazowego wynikła konieczność dobudowania około 150 m rurociągu gazowego.

W KWK „Halemba" metan ujmowany ze złoża jest przesyłany na powierzchnię:

— dołem do KWK „Pokój", dalej szybem Lech II do stacji odmetanowania i kotłowni gazowej. W kotłowni metan jest spalany na potrzeby KWK „Pokój";
— do szybu Gr. IV KWK „Halemba", stacji odmetanowania i dalej do silnika gazowego.

W kopalni „Bielszowice" silnik gazowy zainstalowano w jednym z budynków po byłej sprężarkowni. W lokalizacji miejsca posadowienia silnika gazowego brano pod uwagę nie tylko możliwość adaptacji pomieszczenia na zainstalowanie i poprawna pracę silnika ale także najkorzystniejszą pod względem ekonomicznym możliwość doprowadzenia gazu i wyprowadzenia energii cieplnej i elektrycznej oraz uciążliwość silnika gazowego związaną z wytwarzanym przez niego poziomem hałasu.

W kopalni „Halemba" silnik gazowy zainstalowano w pomieszczeniu po byłej wentylatorowni kotła fluidalnego. Dla potrzeb silnika gazowego uruchomiono sieć odmetanowania wraz ze stacją odmetanowania przy szybie Gr. IV.

5. Wnioski

1. Gaz metanowy z odmetanowania kopalń nawet przy 50% koncentracji jest cennym paliwem, który może być efektywnie wykorzystany dla celów gospodarczych.

2. Stosowanie spalania metanu w odbiornikach przemysłowych jest działaniem proekologicznym, gdyż pozwala wyeliminować emisję metanu do atmosfery, a poprzez ograniczenie spalania węgla eliminuje się również emisję siarki, benzo-α-pirenów, substancji smolistych oraz ogranicza się emisję dwutlenku węgla, tlenku węgla i azotu.

3. Zwiększenie ilości metanu ujmowanego nowymi technologiami poprawia warunki bezpieczeństwa na dole kopalni, wydatnie zmniejszając zagrożenie metanowe.

4. Wykorzystanie metanu w 100% pozwala kopalniom ubiegać się o obniżenie opłaty eksploatacyjnej w wysokości 12,5% (zgodnie z „Wytycznymi dla obniżenia i podwyższenia opłaty eksploatacyjnej za wydobywanie węgla" wydanymi przez MOŚZNiL), w związku ze stosowaniem technologii eksploatacji zmniejszających ujemny wpływ na środowisko.

5. Ujmowany w kopalniach węgla gaz metanowy odpowiednio wykorzystany w skojarzonych systemach energetycznych wytwarzających elektryczność i ciepło przyczyni się do obniżenia kosztów wydobycia węgla.

Literatura

[1] Dźwigoł H., Wywioł K., Dombrot A., 2001: *Wykorzystanie silników do spalania metanu w kopalniach Rudzkiej Spółki Węglowej S.A.* Wiadomości Górnicze nr 12.

[2] Kobiela Z., 1997: *Porównanie kosztu profilaktyki zagrożenia metanowego w eksploatacji z zawałem stropu i podsadzką hydrauliczną.* Przegląd Górniczy nr 12

[3] Konopko W. i inni, 1999, 2000, 2001: *Raport roczny o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego,* Katowice.

[4] Nawrat St., Gatnar K., 2000: *Gospodarcze wykorzystanie metanu pokładów węgla z obszaru górniczego Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.* Wiadomości Górnicze nr 1.

Coal-bed methane in co-generation of energy — chances for reduction for coal mining costs

Abstract

Coal-bed methane (CBM) is the lean burn gas fuel. CBM captured from mine workings, strata and goaf can be utilized in different ways — heating boilers, electric energy generation, co-generation. Reduction of CH_4 and CO_2 emission to the atmosphere is a principal goal. In coal mines where methane drainage systems for safety of mining are used, captured CBM should be utilized. The best form of CBM utilization is a co-generation (electric & heat). Co-generation systems are used in "Krupiński" (1997), "Pniówek" (2000), "Halemba" and "Bielszowice" Colliery (2001).

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1031—1038

Janusz KUBOK
Główny Inżynier Wentylacji KHW S.A. KWK „Wujek"

Ekologiczne, ekonomiczne i techniczne aspekty zagospodarowania odpadów energetycznych na przykładzie KWK „Wujek"

Słowa kluczowe

Odpady energetyczne – technologie górnicze – odnowa środowiska

Streszczenie

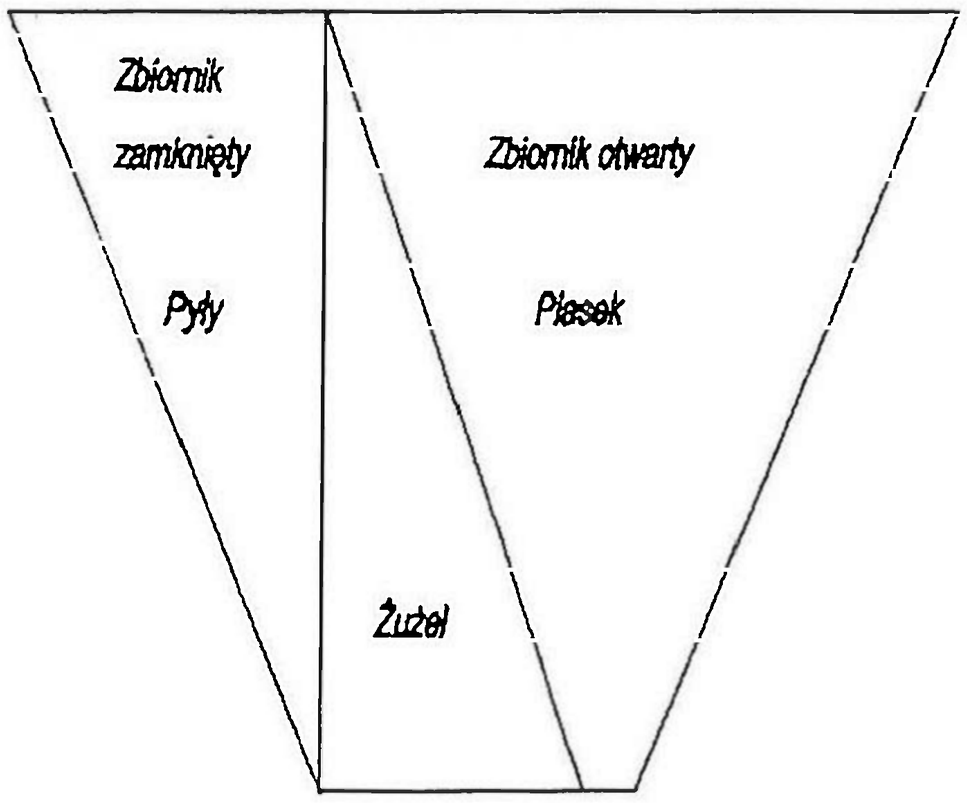
Przedstawiono sposób gospodarczego wykorzystania odpadów energetycznych w warunkach KWK „Wujek". Omówiono korzyści z tego zakresu w dziedzinie ekologii, prewencji pożarowej i techniki górniczej.

1. Wstęp

W Kopalni „Wujek" od 1989 r. rozpoczęto lokowanie odpadów energetycznych w wyrobiskach dołowych.

Podsadzkownia Kopalni „Wujek" zlokalizowana jest w rejonie szybów wentylacyjnych WI i WII. Zbiornik podsadzkowy jest zbiornikiem typu skarpowego o pojemności użytecznej 4500 m^3.

Z części zbiornika podsadzkowego wydzielono osobny zbiornik na odpady energetyczne, z możliwością rozładunku tych odpadów z cystern samochodowych lub kolejowych oraz z samochodów samowyładowczych.



Lokowanie odpadów energetycznych odbywa się z wykorzystaniem instalacji podsadzkowej. Popioły lotne, odpadów z kotłów fluidalnych czy produktów odsiarczania spalin mieszane są z wodą w zamkniętej części zbiornika, w tzw. zbiorniku pyłowym.

Ze względów ekologicznych sama dostawa suchych odpadów odbywa się w zbiornikach zamkniętych (autocysterny, cysterny kolejowe) i przy pomocy sprężonego powietrza „przeładowywana" jest do zamkniętego zbiornika pyłowego.

Zbiornik ten posiada układ odpowietrzający zapewniający wyrównywanie ciśnienia i ograniczenie wtórnego zapylenia przy rozładunku. Natomiast pozostałe odpady energetyczne, takie jak żużle i żużlopopioły są transportowane w postaci częściowo mokrej i rozładowywane z samochodów samowyładowczych bezpośrednio do zbiornika podsadzkowego.

Zarządzenie Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego reguluje sposób kontroli dostarczanych odpadów energetycznych już od momentu przejazdu przez bramę na teren kopalni, gdzie odnotowywane jest przede wszystkim źródło pochodzenia odpadów. Do zbiornika podsadzkowego można przyjąć jedynie te odpady, które spełniają wymagania jakościowe dla lokowania w wyrobiskach górniczych.

Każdy odpad energetyczny w ramach gospodarczego wykorzystania musi posiadać list przewozowy zawierający:

— nazwę dostawcy,
— numer rejestracyjny samochodu lub numer wagonu,
— rodzaj materiału,
— ilość materiału.

Konieczne jest również stwierdzenie na dowodzie dostawcy „Materiał spełnia wymagania jakościowe dla lokowania w wyrobiskach górniczych" lub „Mieszanina spełnia wymogi dotyczące stosowania odpadów w górnictwie". Z każdej dostawy pobiera się próbkę dostarczonego odpadu energetycznego dla zbadania podstawowych parametrów fizyko-chemicznych we własnym laboratorium. Następnie, zgodnie z opracowaną technologią przystępuje się do wykonania mieszanin wodno-popiołowych z przeznaczeniem do lokowania tych mieszanin w wyrobiskach dołowych i zrobach. Mieszaniny wodno-popiołowe są rozprowadzane do miejsc lokowania przy pomocy rurociągów podsadzkowych ϕ185. Podsadzkownia posiada trzy zbiorniki wody podsadzkowej o pojemności 2000 m^3 każdy. Woda z monitorów ruchomych zasilanych pompami urabia materiał podsadzkowy ze skarpy (żużle lub żużlopopioły) lub ze zbiornika pyłowego i transportuje go grawitacyjnie na sito zmywcze i dalej rurociągami podsadzkowymi. do miejsc lokowania — do wyrobisk lub zrobów. Woda odciekowa po przefiltrowaniu odprowadzana jest z lokalnych pompowni do pompowni głównej, skąd po przepompowaniu na powierzchnię wraca z powrotem do zbiorników wody podsadzkowej.

Każde miejsce lokowania odpadów poprzedzone jest analizą obejmującą warunki górniczo-geologiczne, sposób transportu, technologie szczegółowe wykonywania robót, opinię hydrogeologiczną, warunki bhp.

Podstawowe założenia:

— technologia zapewniająca lokowanie odpadów energetycznych bez kontaktu pracownika z mieszaniną wodno-popiołową,
— pełna kontrola spływu wód odciekowych — monitoring,
— dobór rodzaju odpadu w zależności od planowanego miejsca lokowania.

Typowe miejsca lokowania odpadów energetycznych w zależności od ich rodzaju przedstawia tabela.

Tabela 1. Lokowanie odpadów

Table 1. Placing of waste from power plants

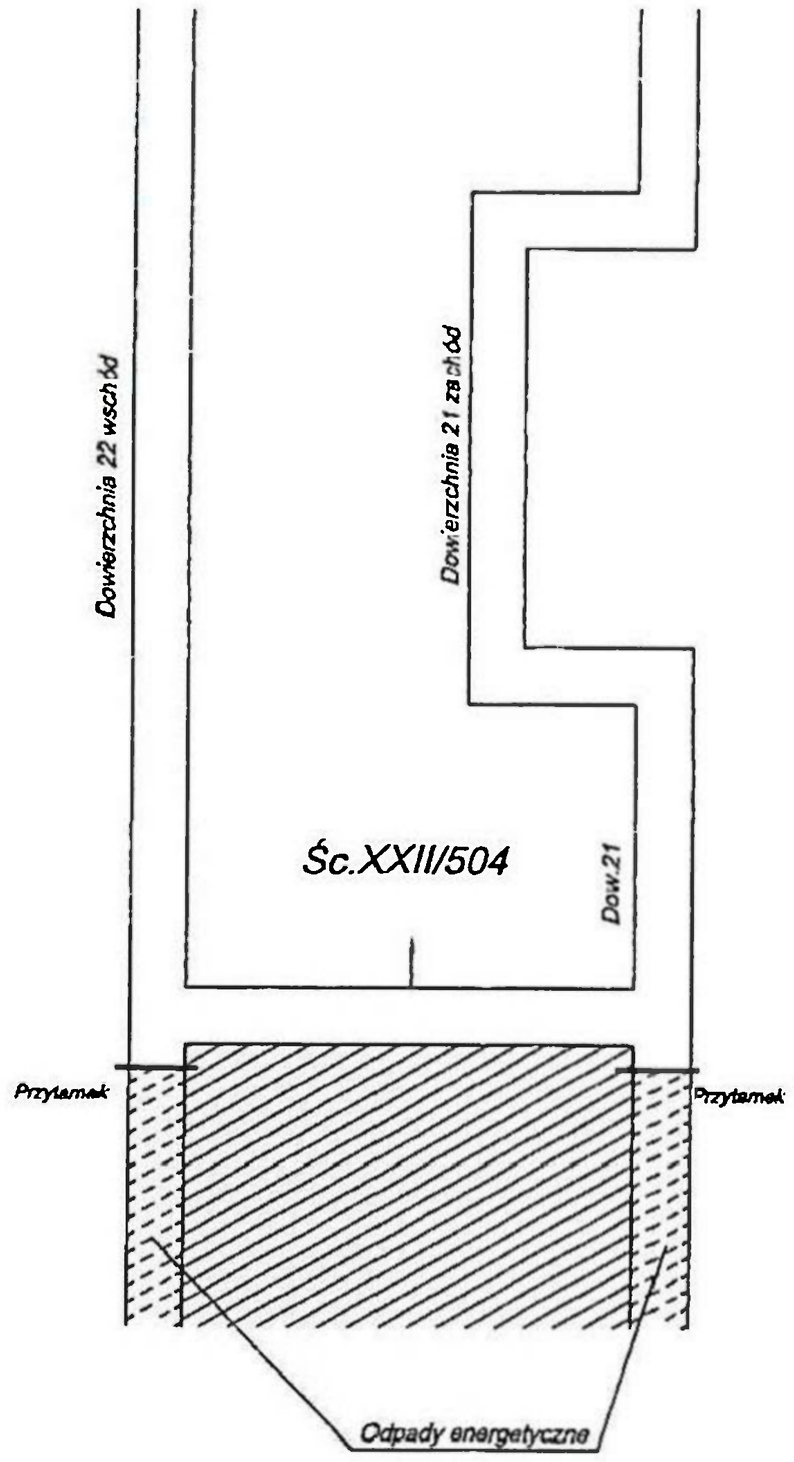
Lp.	Miejsce lokowania	Rodzaj odpadu		
		żużel	żużlopopiół	popiół suchy z produktami odsiarczania spalin, odpady z kotłów fluidalnych
1	Wyrobisko w caliźnic	x	x	x
2	Zroby zawałowe			x
3	Zroby podsadzkow	x		x

2. Sposób lokowania odpadów

W warunkach KWK „Wujek" preferowane są następujące miejsca lokowania odpadów:

1. Ściana poprzeczna z zawałem stropu po wzniosie.

Likwidacja wyrobisk przyścianowych wraz z doszczelnianiem zrobów zawałowych za linią zawału ściany. Prace prowadzone w czasie eksploatacji ściany z zawałem stropu umożliwiają dodatkowe wypełnienie zrobów w ilości 10—15% objętości wydobytego węgla. Ponadto sto-



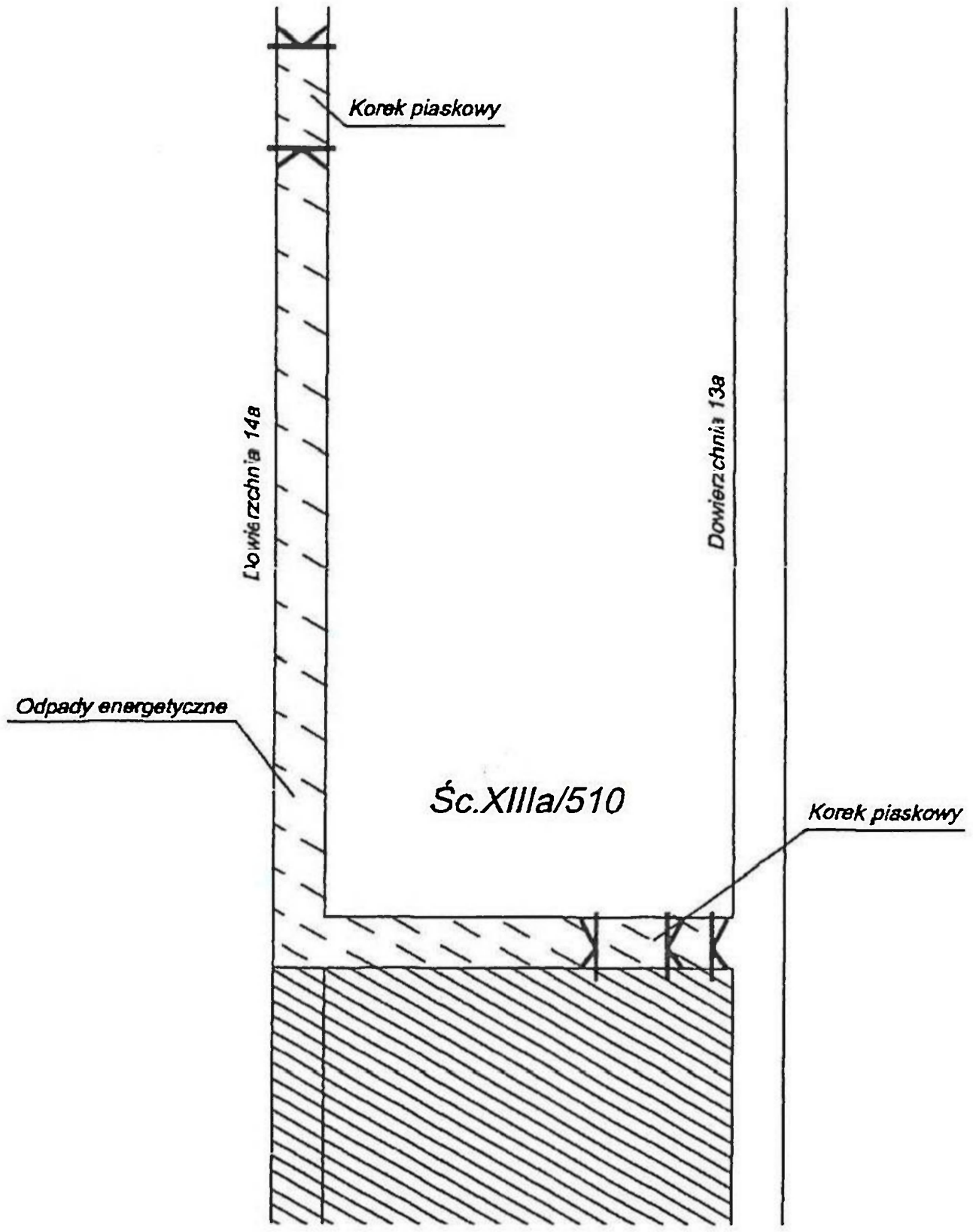
Rys. 1. Lokowanie odpadów w wyrobiskach przyścianowych

Fig. 1. The location of waste by face excavation

sowane są dodatkowe rurociągi podsadzkowe wzdłuż ściany, z wylotami pomiędzy sekcjami obudowy zmechanizowanej (rys. 1).

2. Ściana poprzeczna z zawałem stropu po zakończeniu eksploatacji.

Likwidacja chodnika po wytransportowaniu wyposażenia technicznego przez wykonanie korków podsadzkowych z piasku i dalsze podsadzanie i doszczelnianie zrobów za korki podsadzkowe (rys. 2).



Rys. 2. Lokowanie odpadów energetycznych przy likwidacji wyrobisk

Fig. 2. The location of energetic waste during liquidation of excavation

3. Ściana poprzeczna z podsadzką hydrauliczną.

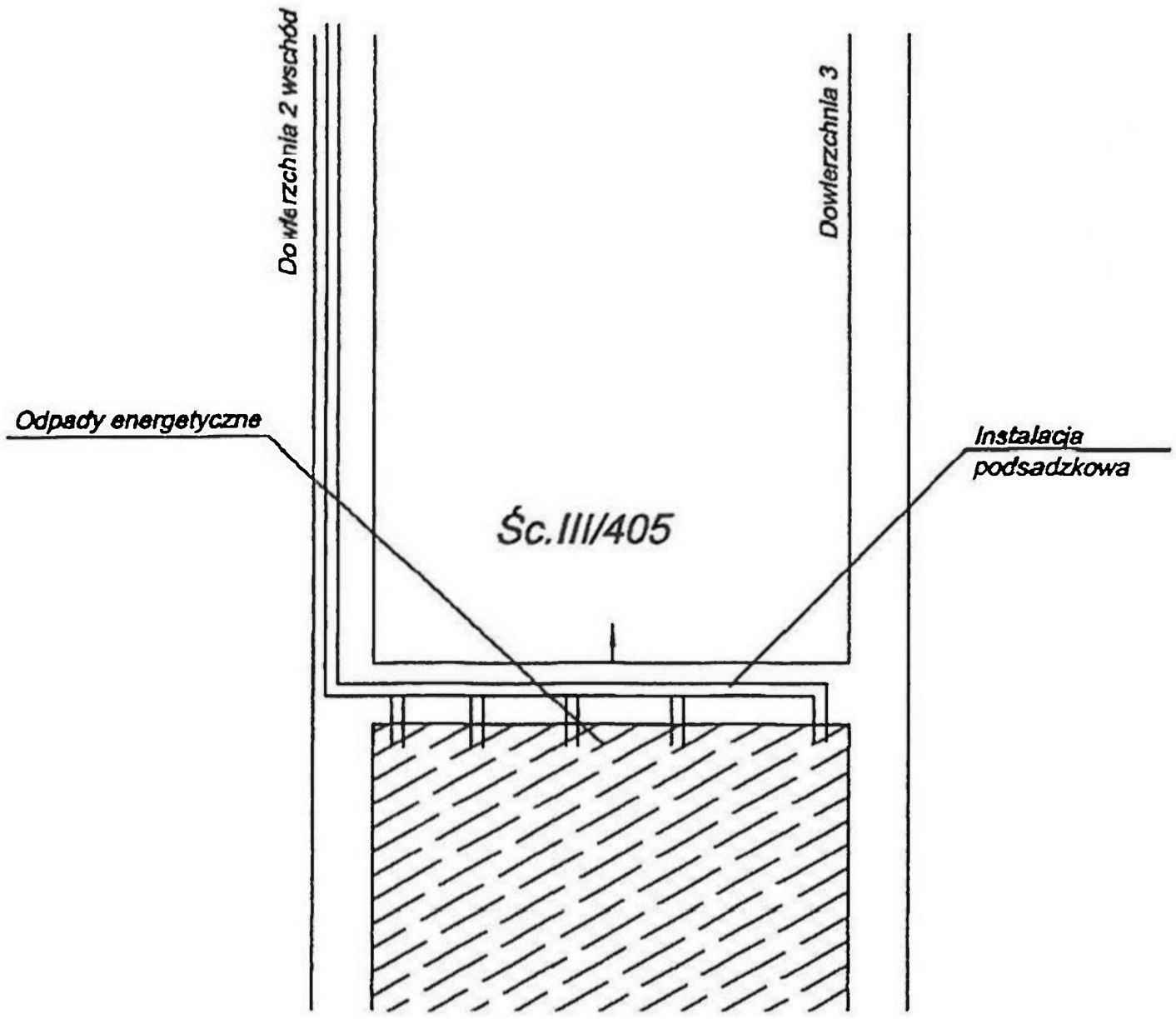
Okresowe doszczelnianie żużlem tzw. „zer" podsadzkowych przez wyloty pozostawione od strony tamy podsadzkowej (rys. 3).

4. Ściana poprzeczna z podsadzką hydrauliczną po zakończonej eksploatacji.

Po wytransportowaniu wyposażenia technicznego, likwidacja wygrodzeń podsadzkowych przez wypełnienie popiołami energetycznymi, a następnie po wykonaniu korków podsadzkowych wypełnienie i doszczelnienia wyrobiska likwidacyjnego ściany odpadami energetycznymi (rys. 4).

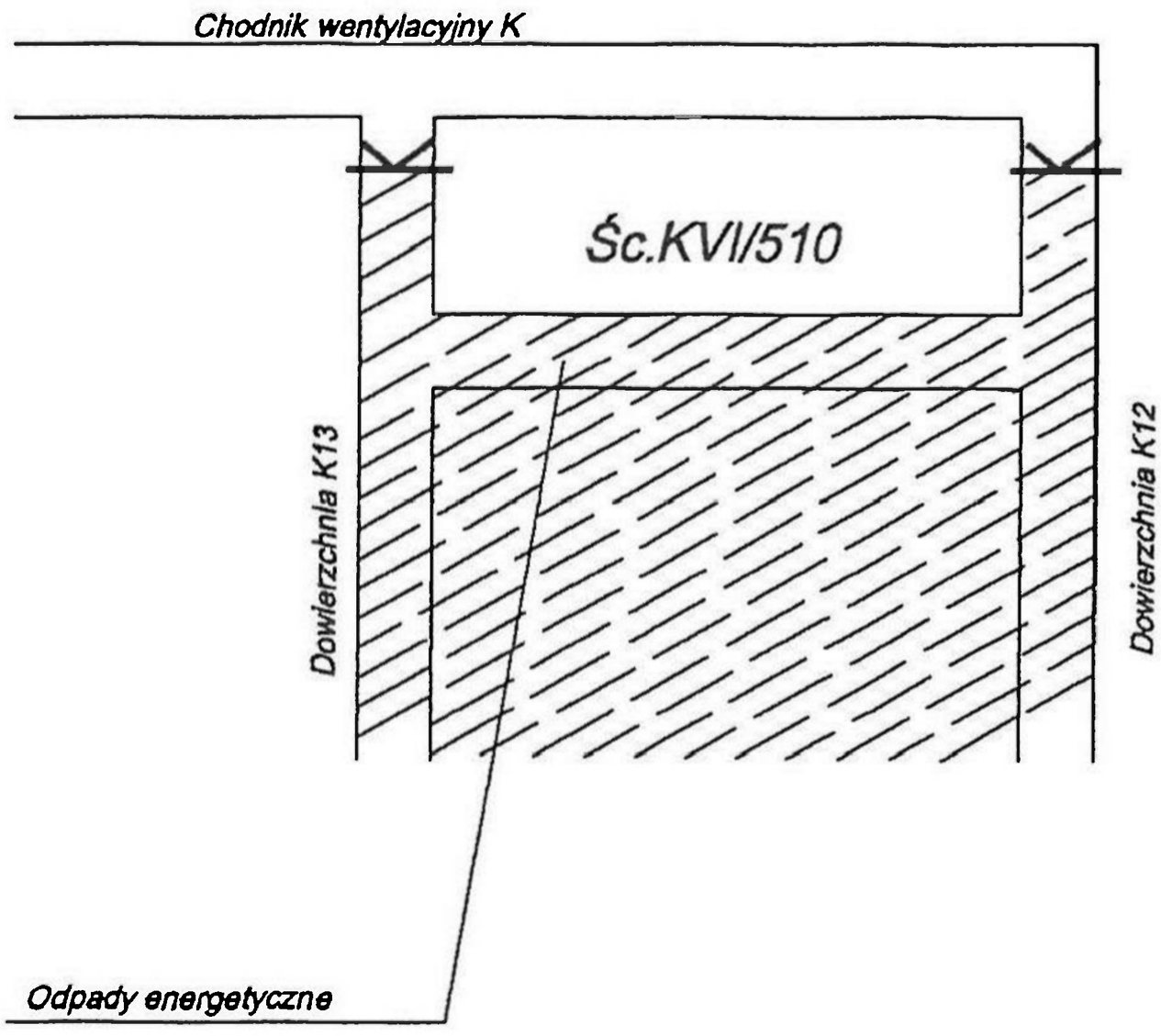
5. Wyrobisko górnicze przeznaczone do likwidacji.

Wykonuje się korek podsadzkowy i dalsza likwidacja następuje przez dostarczanie mieszanin podsadzkowych za korek podsadzkowy (rys. 5).



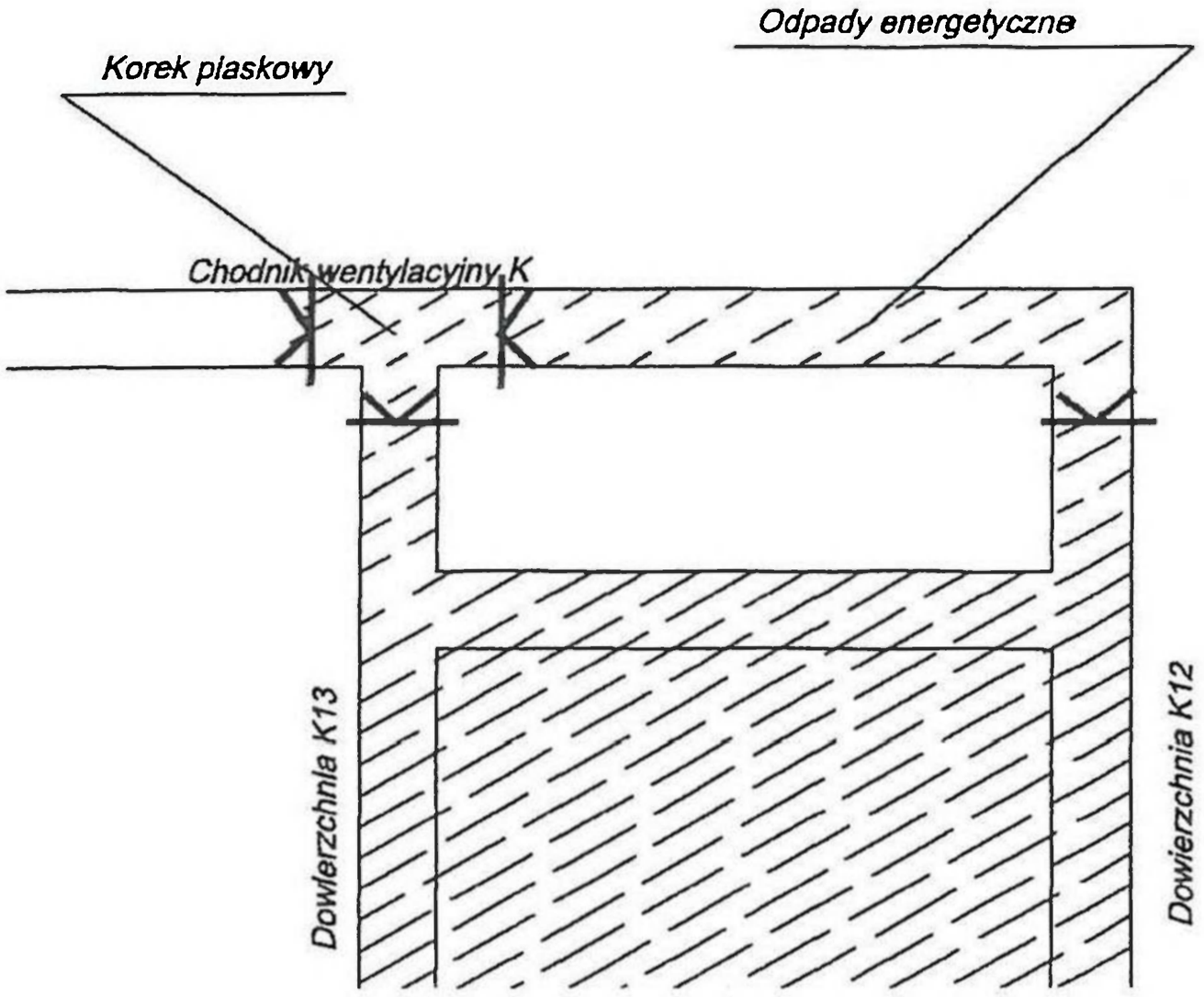
Rys. 3. Sposób doszczelniania zrobów

Fig. 3. Means of goaf scaling



Rys. 4. Likwidacja ściany podsqadzkowcj z doszczclnianiem odpadami cnergctycznymi

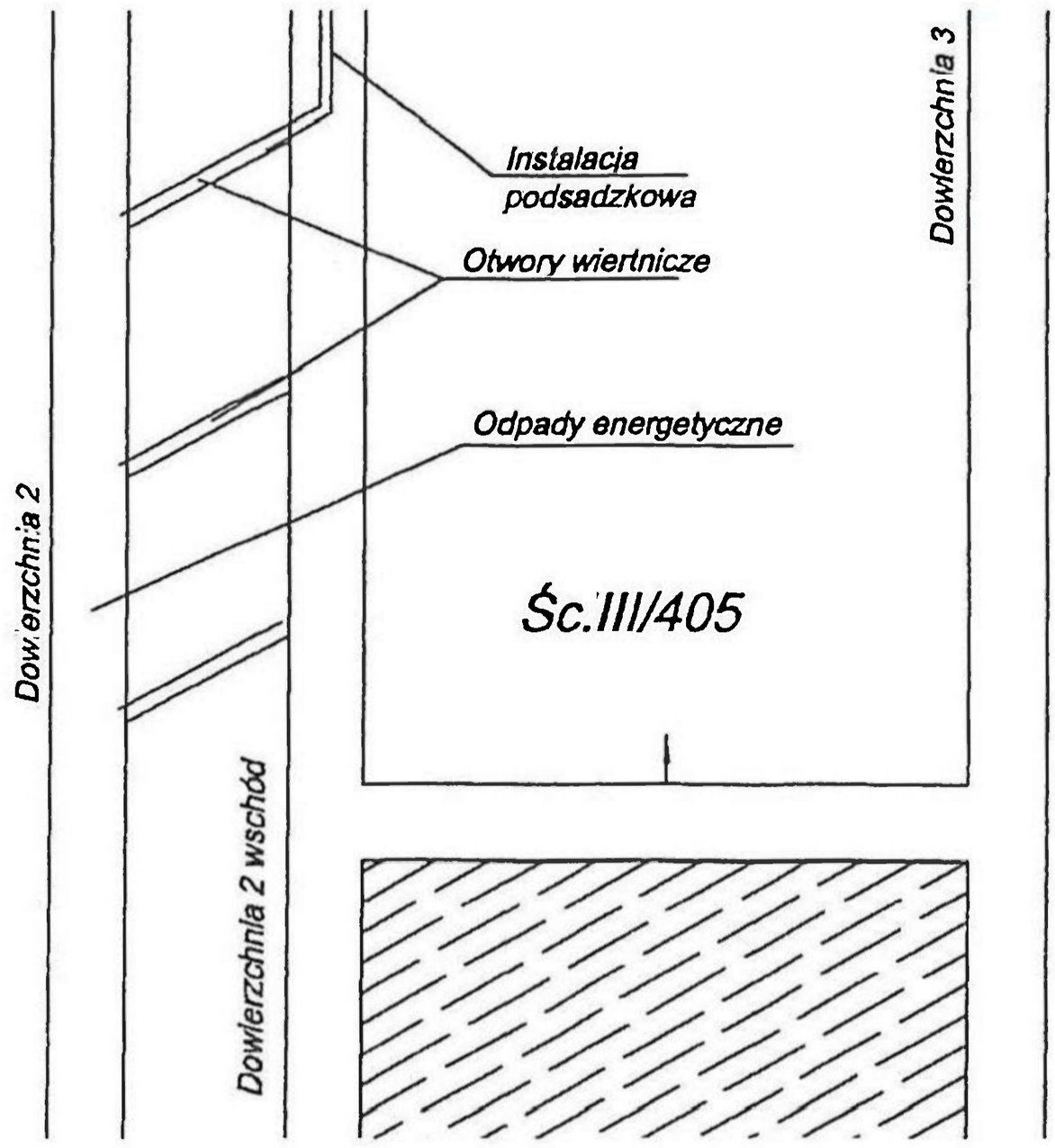
Fig. 4. Closurc of a stowcd longwall facc with scaling by mcans of wastc from powcr plants



Rys. 5. Likwidacja wyrobiska górniczego

Fig. 5. Closure of a mine opening

6. Doszczelnianie zrobów i wyrobisk przez otwory ϕ143 mm lub ϕ216 mm wykonane z czynnych wyrobisk do zrobów (rys. 6).



Rys. 6. Doszczelnianie wyrobisk przez otwory wiertnicze

Fig. 6. Sealing mine workings through boreholes

3. Aspekty gospodarcze

Kopalnia posiada umowy z dostawcami odpadów energetycznych.

W 2001 r. dostarczono się na kopalnię od 600 do 1000 m^3 odpadów dziennie, łącznie około 160 000—180 000 m^3.

Źródła pochodzenia odpadów wynikają w pierwszej kolejności z faktu spalania węgla kopalni „Wujek". My dostarczamy węgiel, elektrociepłownia lub elektrownia produkuje odpady, kopalnia zagospodarowuje odpady w wyrobiskach dołowych.

Gospodarcze wykorzystanie odpadów wymaga jednak:

— planowania rozcinek ścianowych tak, aby w przyszłości można było ulokować jak największe ilości odpadów energetycznych,
— budowy sieci rurociągów podsadzkowych dla rozprowadzania mieszaniny popiołowo-wodnej do miejsc lokowania,
— projektowania i zabudowy stanowisk pomp wodnych dla wód odciekowych i zapewnienia prawie zamkniętego obiegu wody technologicznej,
— zapewnienia warunków bezpieczeństwa dla załogi zatrudnionej w całym procesie technologicznym od rozładunku do odpompowania wody odciekowej.

Efekt ekonomiczny nie wynika wprost z pieniędzy, które otrzymuje kopalnia za zagospodarowany odpad energetyczny. Cena ta niech stanowi tajemnicę handlową. Zależy od rodzaju odpadu, źródła pochodzenia i dostawcy.

Nie jest to wielkość przypadkowa.

Efekty z gospodarczego wykorzystania odpadów energetycznych to w skrócie i hasłowo:

— ochrona środowiska,
— ochrona powierzchni,
— zmniejszenie zagrożenia pożarowego,
— podniesienie bezpieczeństwa pracy,
— środki finansowe dla kopalni.

Ekologic, ekonomic and technical aspects of elektrical waste regulation (management)

Abstract

Economical way of using elektrical waste in conditions of "Wujek" colliery with examples of use in under excavation. Benefits of this range are reported in ekology, fire prevention and mining technology aspects.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1039—1054

Andrzej LISOWSKI
Główny Instytut Górnictwa, Katowice

Możliwości i perspektywy usprawnienia systemu prognozowania efektywności i planowania inwestycyjno-produkcyjnej działalności podziemnych kopalń — system SZP

Słowa kluczowe

Podziemne kopalnie – ekonomiczna efektywność – prognozowanie, planowanie

Streszczenie

Zwrócono uwagę na zaniedbania, które w minionych dziesięcioleciach wystąpiły w pracach nad rozwojem zarówno metod jak skomputeryzowanych systemów prognozowania ekonomicznej efektywności oraz planowania działalności inwestycyjno-produkcyjnej w podziemnej eksploatacji złóż. Podano charakterystykę prac B + R + W, które utworzyły merytoryczną podstawę proponowanego w referacie systemu *symulacyjnego zintegrowanego planowania* (w skrócie: systemu SZP). Zarysowano koncepcję tego systemu. Jako podstawowe rozwiązania zapewniające mu skuteczność wskazano: a) metodę symulacyjnego odtwarzania w komputerze procesów inwestycyjno-produkcyjnych rozpatrywanej kopalni na sieciowym modelu typu PERT oraz b) *terytorialny* układ ewidencjonowania elementarnych zaszłości kopalnianych oraz *strukturalne rozliczania kosztów* produkcji poszczególnych przodków i ciągów technologicznych. Podkreślono, że bez sprawnych metod oceny i planowania działalności inwestycyjno-produkcyjnej podziemne górnictwo nie potrafi przyciągać kapitału i będzie przegrywać konkurencję z przemysłami przetwórczymi.

1. Wstęp

Proponując rozpatrzenie na zajęciach Szkoły Podziemnej Eksploatacji '2002 — problemu określonego tytułem tego referatu — ryzykowałem natrafienie na nikłe zainteresowanie uczestników Szkoły lub nawet na zignorowanie tej problematyki. Po dwunastu latach rynkowej transformacji, wypełnionych w górnictwie węgla kamiennego nieustannym brakiem płynności finansowej, borykaniem się z niedostatkiem środków na bieżące zakupy sprawniejszego wyposażenia oraz z perspektywą niedoboru środków nawet na wypłaty należne załodze — proefektywnościowe planowanie, zwłaszcza na dalszą perspektywę — zostało zepchnięte na bardzo odległą pozycję w myśleniu ogromnej większości kierowniczej kadry kopalń i grupujących je

przedsiębiorstw. Nawet *plany ruchu* — które powinny być „ostoją" porządku i gospodarności w eksploatacji złóż — znalazły się pod destrukcyjną presją „potrzeb chwili" i „ręcznego sterowania".

Sytuacja występująca w górnictwie węgla kamiennego, jako największej gałęzi naszego górnictwa podziemnego, nie pozostała bez wpływu na zainteresowanie rozwojem metod planowania również w górnictwie miedzi i cynku-ołowiu i — co istotne — również w naukowym i badawczym zapleczu podziemnego górnictwa.

Prawda jest jednak taka, że w górnictwie od planowania — oraz od prac nad rozwojem stosowanych w nim systemów i metod — nie da się uciec. Górnictwo, nie może funkcjonować bez kapitałowego zaangażowania w rozpoznanie nowych złóż, w udostępnianie kolejnych pól i poziomów w czynnych kopalniach oraz w budowę nowych kopalń. Tej zależności nie da się zmienić, bo specyfiką górnictwa jest pozyskanie kopaliny z *magazynu* przygotowanego przez naturę i stałe przemieszczanie eksploatacji w obszarze złoża. Aby kapitał przyciągnąć trzeba przekonać jego dysponentów, że warto inwestować właśnie w górnictwie a nie w innych konkurencyjnych przemysłach — trzeba więc **umieć pokazać jak kapitał zainwestowany w podziemną kopalnię będzie funkcjonował i jakie przyniesie efekty.**

Metody, którymi dotychczas górnicy określają ekonomiczną efektywność inwestycji prowadzonych bądź planowanych w podziemnych kopalniach są zapożyczane z przemysłów przetwórczych. Metody te nie są przystosowane do przekonywującego uwzględniania wskazanej wyżej, *magazynowo-transportowej* specyfiki górnictwa oraz związanej z tym zmienności zarówno kosztu produkcji jak rynkowej wartości kopaliny; nie są też przystosowane do znamiennego braku wyraźniejszych związków między kosztem pozyskania kopaliny a jej wartością rynkową — ceną. W sumie — nie zapewniają przekonywującej, prognostycznej oceny ekonomicznej efektywności kapitału inwestowanego w eksploatację złóż i podobnie nie są również zadowalająco sprawne w długofalowym kształtowaniu eksploatacji prowadzonej w funkcjonujących kopalniach.

Podziemne górnictwo potrzebuje więc własnych, przekonywujących metod prognozowania ekonomicznej efektywności przewidywanych inwestycji kapitałowych — a na tej podstawie również sprawnych metod planowania proefektywnościowego rozwoju kopalń. Autor tego referatu twierdzi z przekonaniem, że czas nagli! Bez sprawnych metod prognozowania i proefektywnościowego planowania, nasze górnictwo może już w najbliższym dziesięcioleciu nie sprostać konkurencji coraz bardziej globalnego rynku surowców mineralnych, zwłaszcza rynku nośników energetycznych. Zachęca też do rozpatrzenia koncepcji prezentowanej w tym referacie jako szansy na stosunkowo szybkie wyposażenie naszego górnictwa w system, który może okazać się skuteczny zarówno w przyciąganiu kapitału na inwestycje jak też w bieżącej ekonomizacji funkcjonowania kopalń.

2. Stan wiedzy i praktyki stanowiący podstawę proponowanego systemu SZP

Koncepcji systemu symulacyjnego, zintegrowanego planowania (w skrócie systemu SZP) nie da się przedstawić w sposób kompletny bez przypomnienia dorobku, który powstał w okresie kładzenia fundamentów komputeryzacji zarządzania w podziemnym górnictwie. Mówię „przypomnienia" choć wiem, że dla większości uczestników tej Szkoły Eksploatacji Podziemnej będą to informacje całkiem nowe. Nie były im wykładane na uczelniach, a później nie mieli okazji

bądź stymulacji by sięgnąć do dostępnych publikacji. Będę się starał to niezbędne przypomnienie maksymalnie skrócić, poprzestając na przedstawieniu jedynie podstawowych faktów i z konieczności odsyłając po szczegóły do prac źródłowych oraz do niedawno wydanej książki [1].

Ta sytuacja przypomina mi jesień 1945 roku, gdy rozpoczynałem studia na Wydziale Górniczym Akademii Górniczej. Pierwszym przedmiotem wpisanym w indeksie była „matematyka wyższa", a jej wykładowcą był prof. Stanisław Gołąb, znakomity pedagog — bardzo lubiany przez młodzież, „Kurator SSAG" [2]. Na pierwszym wykładzie ogłosił, że studentów obowiązuje znajomość matematyki na poziomie matury zdanej w przedwojennym liceum matematyczno-fizycznym i że „przypomni" nam ten materiał. Oczywiście wiedział, że dla większości studentów owego powojennego rocznika był to materiał albo całkiem nowy albo niemal nowy, bo gruntownie zapewniany. „Repetytorium" przeprowadził w ciągu zaledwie paru godzin, bardzo skutecznie. Mam nadzieję, że to co ja muszę przypomnieć aby następnie mówić o systemie SZP w sposób zrozumiały — także uda mi się zrealizować skutecznie — choć miejsca w referacie jest mało a dorobek do omówienia jest rozległy, wymagający też uwagi i nieco wyobraźni.

Otóż proponowany system SZP opiera się na dwóch „filarach" opracowanych w minionych dziesięcioleciach w Głównym Instytucie Górnictwa (GIG) i (od roku 1975) w Centralnym Ośrodku Informatyki Górnictwa (COIG) — przy współpracy kopalń i wielu innych jednostek organizacyjnych górnictwa węgla kamiennego. „Filar" pierwszy to *pakiet oprogramowania* SPP.1, natomiast filar drugi to *terytorialny układ rozliczania kosztów wraz ze strukturalnym rozliczaniem kosztów produkcji górniczej.* Podstawową charakterystyką tych „filarów", z niezbędnym zarysem ich rozwoju, można ująć następująco.

2.1. Pakiet oprogramowania SPP.1

1. Koncepcja odtwarzania w komputerze struktury kopalni w postaci sieci typu PERT i następnie wykorzystania jej jako modelu na którym symuluje się funkcjonowanie kopalni (wykonywanie robót udostępniających, rozcinki, eksploatacji...) — z równoczesnym wyznaczaniem parametrów osiąganej efektywności — została zarysowana w 1966 roku, w założeniach do algorytmu metody symulacyjnej analizy wariantów inwestycyjno-produkcyjnych — w skrócie: metody SAWIP [3]. Andrzej Czylok koncepcję tę opracował do postaci pakietu komputerowego oprogramowania [4]. Następnie — wraz z zespołem współpracowników — rozwinął go do postaci pakietu SPP.1, dla potrzeb „systemu perspektywicznego planowania" rozwoju kopalń i górnictwa węgla kamiennego; (stąd w nazwie skrót SPP) [5].

2. Pakiet SPP.1 był opracowywany — najpierw w GIG a od 1975 r. w COIG — jako instrument umożliwiający zobiektywizowaną ocenę ekonomicznej efektywności poszczególnych wielowariantowych projektów nowych bądź rekonstruowanych kopalń — rozpatrywanych w perspektywicznym planowaniu. W stosunku do inicjalnej wersji (SAWIP) — pakiet został wzbogacony o rozwiązania opracowane przez Andrzeja Czyloka w zakresie analizy sieci częściowo skierowanych [6]. Rozwiązania te — zintegrowane z ogromnymi możliwościami konwencjonalnych analiz sieciowych typu PERT — usprawniły odtwarzanie procesu funkcjonowania kopalni zarówno w fazie jej budowy (bądź strukturalnej rekonstrukcji) jak też w fazie eksploatacji przez zadany okres, np. 20—30 lat, lub do wyczerpania zasobów. W szczególności umożliwiły:

— odtwarzania robót prowadzonych „na zbicie" w sieciach o niezdeterminowanym kierunku i zawierających „czynności wariantowe", spośród których tylko jedna jest przez pakiet wybierana do realizacji,
— odtwarzanie robót korytarzowych (udostępniających i rozcinkowych) w powiązaniu z takimi robotami, jak wykonywanie komór, roboty montażowe, instalacyjne, wykończeniowe itp. oraz
— sporządzanie harmonogramu możliwie najwcześniejszej realizacji robót formujących „nitkę" i równocześnie najpóźniejszej realizacji „robót poza nitką" (algorytm ACSM).

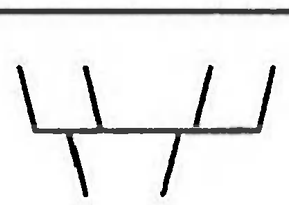
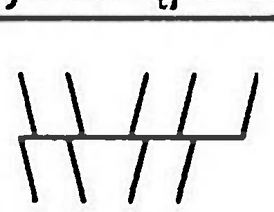
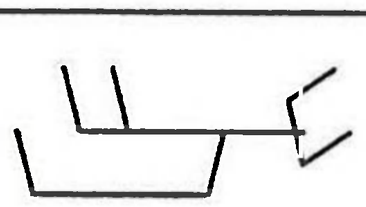
Tym sposobem powstał pakiet oprogramowania o unikalnej sprawności, do dziś nie osiągniętej w oprogramowaniu światowych firm obsługujących górnictwo [7].

3. Wykorzystanie pakietu SPP.1 wymaga przygotowania WSADU w postaci wielowariantowych projektów „siatek technologicznych" rozpatrywanych kopalń, wraz z podstawowymi parametrami produkcji, określeniem dróg przewietrzania i transportu urobku oraz specyfikacją ilości i eksploatacyjnej charakterystyki udostępnianych zasobów. Ponadto wymaga posiadania tzw. „danych kartotekowych" uogólniających dotychczasowe doświadczenia eksploatacyjne kopalń o zbliżonej charakterystyce (np. kopalń górnośląskiego zagłębia węglowego). Przede wszystkim są to zależności określające wydolność (produktywność) poszczególnych technologii górniczych w określonych warunkach geologicznych i kopalnianych oraz zależności formujące tzw. model kosztów. Ujmuje się w nim zależności (głównie regresyjne) występujące między kosztem wykonawstwa robót górniczych bądź kosztem eksploatacyjnego pozyskiwania kopaliny — a parametrami określającymi w podziemnych kopalniach techniczno-górnicze warunki produkcji. Warto podkreślić, że przygotowanie wskazanego WSADU już w latach 1970—1980 nie przerastało możliwości funkcjonujących wówczas zespołów projektowo-eksploatacyjnych oraz możliwości skomputeryzowanych systemów analityczno-rozliczeniowych obsługujących kopalnie — trudno więc zakładać, że przerastałoby możliwości aktualne.

4. Wykorzystując wskazany WSAD, pakiet SPP1, SYMULUJE w komputerze proces eksploatacji złoża (w przypadku nowej kopalni również proces jej budowy) według zaprogramowanej w pakiecie i precyzowanej przez użytkownika — „logiki dobrego gospodarza". W fazie budowy kopalni pakiet stara się więc uzyskać możliwie najszybciej wydobycie przewidziane rozpatrywanym wariantem i wydatkować możliwie najmniej środków, równocześnie zachowując zadane wymagania i ograniczenia. W fazie natomiast eksploatacji złoża stara się prowadzić eksploatacją bądź z najniższym kosztem produkcji bądź z najwyższym zyskiem (decyduje użytkownik pakietu), oczywiście zachowuje przy tym wszystkie wprowadzone do pakietu wymagania w zakresie ilości i jakości kopaliny oraz bezpieczeństwa górniczego; (np. tak dobiera przekroje wyrobisk aby zapewnić przodkom niezbędną ilość powietrza dostosowaną do metanowości złoża). Wykonawczo odbywa się to w ten sposób, że pakiet — w trybie „konwersacji" z użytkownikiem — miesiąc po miesiącu, SYMULUJE budowę bądź eksploatację kopalni. Prowadzi równocześnie zarówno kontrolę technicznego postępu robót (np. kontrolę osiągniętego postępu wyrobisk przygotowawczych, sczerpywania zasobów itp.) jak też rachunek ekonomiczny, prowadzonej eksploatacji, wyznaczając np. koszt poszczególnych wyrobisk udostępniających, koszty eksploatacyjne w poszczególnych parcelach pokładu, całkowity koszt produkcji w poszczególnych wariantach projektowanych kopalń itd. Przy każdej zmianie sytuacji zasobowej eksploatowanej kopalni — pakiet SPP.1 bada możliwości udostępnienia kolejnych partii złoża oraz, na podstawie dokonywanej oceny ich ekonomicznej

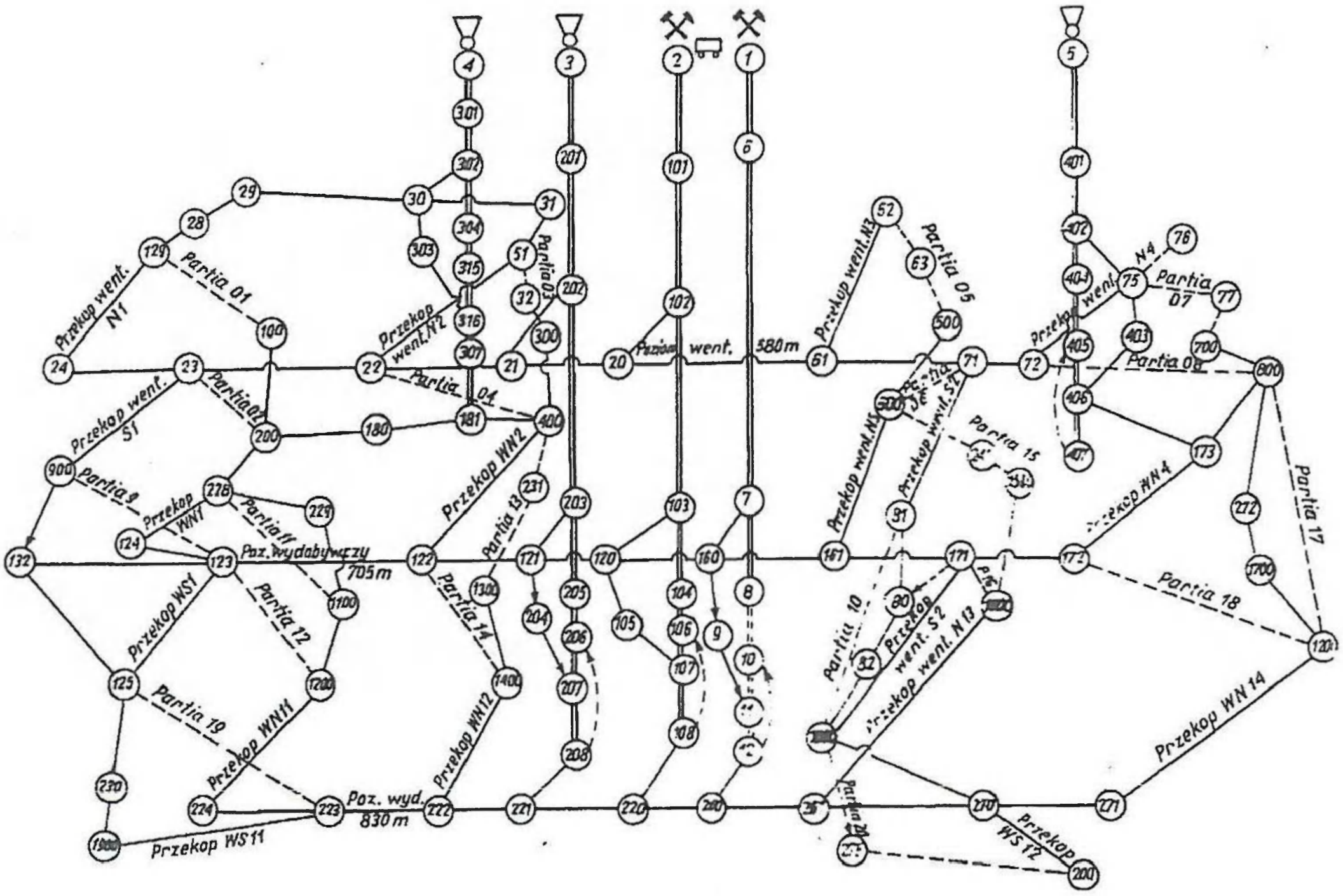
efektywności, dobiera taką kolejność eksploatacji złoża aby spełnić wymagania przyjętych kryteriów i ograniczeń. Wyniki prowadzonej symulacji i rachunku ekonomicznego emituje w postaci zestawu 19 arkuszy wynikowych charakteryzujących drobiazgowo każdy z rozpatrywanych wariantów. Jako przykładowe można wskazać arkusze 05 i 06 zawierające „Charakterystykę..." oraz „Harmonogram realizacji robót inwestycyjnych wykazanych w siatce technologicznej"; arkusz 07. „Zestawienie prognozowanych wielkości produkcji i zysku w okresie eksploatacji złoża" oraz arkusz 15. „Prognozowane wyniki działalności inwestycyjno-produkcyjnej kopalni w przekrojach pięcioletnich" [8].

5. Możliwości i walory pakietu SPP.1 dobrze ilustruje praca Antoniego Madejskiego zrealizowana w latach 1977—1980 [9]. Autor wykorzystał w niej pakiet SPP.1 do wielowariantowej oceny ekonomicznej efektywności przykładowej kopalni węgla w Górnośląskim Zagłębiu (49 pokładów). Przyjęty w pracy sposób wariantowania budowy i rozwoju ocenianej kopalni ilustruje rysunek 1, a schemat technologiczny jednego z wariantów (rys. 2). Zastosowanie pakietu umożliwiło obliczeniowe wyznaczenie dla poszczególnych wariantów od-

Liczba poziomów równocześnie czynnych	Metanowość złoża, m³/t	Głębokość założenia pierwszego poziomu	Wysokość pionowa poziomu wydobywczego, m	Wydobycie docelowe kopalni, ton/dobę	Sposoby udostępnienia złoża											
					A 			B 			C 					
					Strategia rozwoju wydobycia w kopalni A° – szybkie tempo B° – wolne tempo osiągania docelowego wydobycia											
					A°		B°		A°		B°		A°		B°	
					Koncentracja wydobycia z pojedynczego przodka wybierkowego I - koncentracja niska 600 i 900 t/dobę, II - koncent. wysoka 1200 i 1800 t/dobę											
					I	II	III	II	I	II	I	II	I	II	I	II
1	20	705		16000 8000 24000	11 15	12 16 19	13 17	14 18 20	25	26						
		755		16000 8000 24000	55	56 63										
	0	705		16000 8000 24000	71											
		755		16000 8000 24000	75											
	20	830		16000 8000	82 81											
2	20	705	125	16000	92											

Rys. 1. Podstawowe parametry wariantów budowy i rozwoju przykładowej kopalni analizowanej przez A. Madejskiego pakietem SPP.1. Warianty różnicowano ze względu na: sposób udostępnienia, strategię rozwoju kopalni, koncentrację produkcji w przodkach i pięć innych parametrów technicznych

Fig. 1. Basic construction and development variants parameters for a mine taken by wcy of example and analyzed by A. Madejski using the SPP.1 package. The variants can be distinguished based on the following parameters: (1) the way the deposit has been opened out; (2) mine development strategy; (3) production concentration at faces; (4) five other technical parameters



Rys. 2. Siatka technologiczna udostępnienia złoża, rozpatrywana przez A. Madejskiego dla przykładowej kopalni; siatka dotyczy sposobu udostępnienia A, uwidocznionego na rysunku 1 [9]

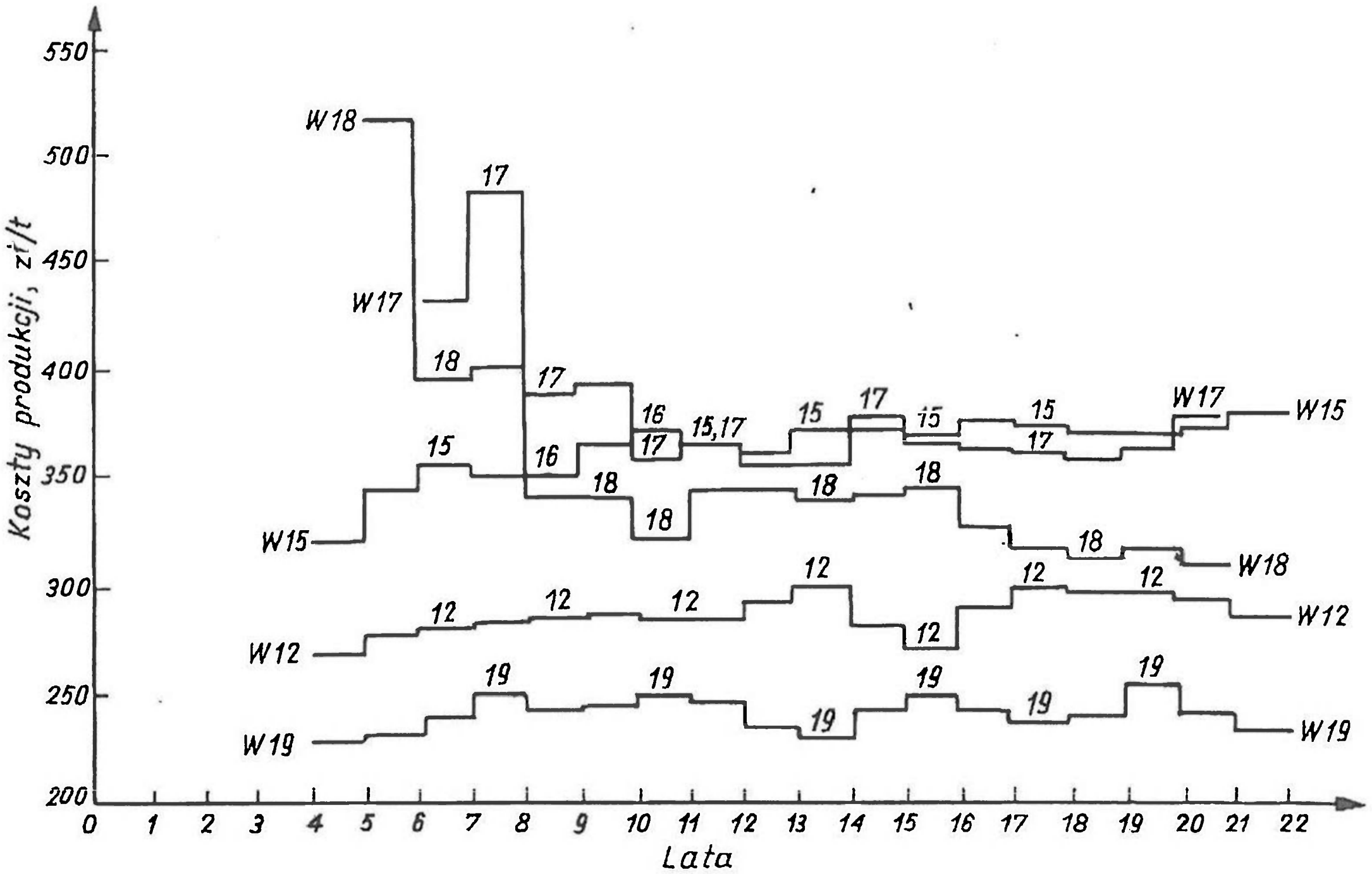
Fig. 2. Deposit opening-out technological network as considered by A. Madejski for a mine taken by way of example. The network refers to the opening-out method A shown in Fig. 1 [9]

powiednio zmodyfikowanego wskaźnika ekonomicznej efektywności inwestycji E_M, w którym sumowane za cały okres, dyskontowane koszty produkcji odnosi się do analogicznie sumowanej i dyskontowanej wartości produkcji; (tabela 1 — im mniejsza wartość wskaźnika tym większa efektywność). Ponadto umożliwiło — i to jest najistotniejsze — prognostyczny wgląd w sposób kształtowania się kosztów produkcji w przyszłych okresach eksploatacji prowadzonej poszczególnymi wariantami — co ilustruje rysunek 3. Wprawdzie A. Madejski przyjął upraszczające założenie, że jakościowe parametry złoża są we wszystkich pokładach jednakowe i w związku z tym zrezygnował z posłużenia się w prowadzonej analizie wariantów ceną pozyskiwanego urobku i zyskownością produkcji — pakiet SPP.1 zapewnia jednak pełną możliwość prognostycznego wyznaczania również tych parametrów.

Tabela 1. Wartość syntetycznego miernika E_M ekonomicznej efektywności wariantów budowy przykładowej kopali — badanych przez A. Madejskiego w pracy [9]

Table 1. Value of a compound measure "E_M" of economical efficiency for exemplary mine development options studied by A. Madejski [9]

Nr wariantu	19	12	18	15	17
Wartość E_M	0,498	0,565	0,735	0,746	0,810



Rys. 3. Wyniki oceny dokonanej pakietem SPP.1 — oceny wybranych wariantów budowy i rozwoju przykładowej kopalni. Ocenę przeprowadzono według kryterium jednostkowego kosztu produkcji zł/t [9]

Fig. 3. Assessment results obtained from the SPP.1 package. Assessments of the selected construction and development variants. The assessments were estimated according to the production cost unit ZL/t criterion [9]

6. Oznacza to, że użycie pakietu SPP.1, otwiera możliwość nieosiągalną żadnym innym sposobem — mianowicie możliwość symulacyjno-obliczeniowego wyznaczenia podstawowych parametrów wsadowych do formuł stosowanych w ocenie ekonomicznej efektywności górniczych inwestycji kapitałowych (m.in. za pomocą najbardziej przekonywującego miernika NPV — *Netto Profit Valiu*). Przy tym powstaje możliwość wyznaczania nie tylko końcowych wartości branych pod uwagę mierników ekonomicznej efektywności rozpatrywanych inwestycji, ale również możliwość śledzenia jak inwestowany kapitał „pracuje" w kolejnych okresach i w różnych wariantach eksploatacji złoża — co dla potencjalnego inwestora może być przesłanką przesądzającą o pozytywnej decyzji lokowania kapitału w inwestycjach górniczych. Niejako ubocznym produktem stosowania pakietu SPP.1 może być wyznaczanie kosztu pozyskania kopaliny w poszczególnych partiach złoża, co otwiera nie omawianą w tym wykładzie możliwość klasyfikowania zasobów według kosztu ich pozyskania — a w konsekwencji również według ich zyskowności — oraz możliwość urealnienia metod wyceny **wartości kapitałowej złoża** (np. według oczekiwanej wartości zdyskontowanych sald pieniężnych [10]).

7. Symulacyjne odtwarzanie w komputerze — na „częściowo skierowanych" sieciach typu PERT — procesu funkcjonowania podziemnych kopalń, reprezentuje niewątpliwie ogromny potencjał projektowo-analitycznej sprawności. Umożliwia nie tylko wskazaną wyżej ocenę ekonomicznej efektywności rozpatrywanych inwestycji i wartości zasobów, ale również rozpoznanie oddziaływania na wyniki eksploatacji złoża wielu szczegółów przyjmowanych roz-

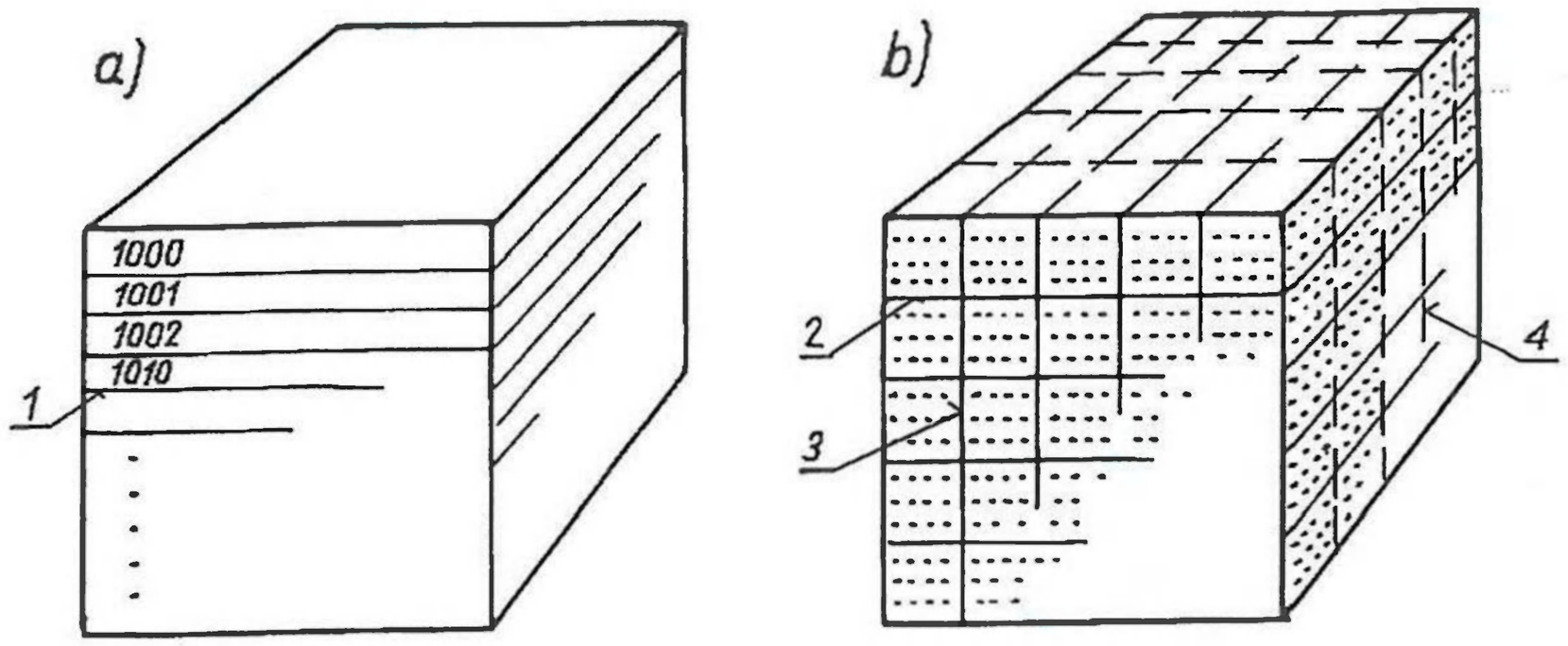
wiązań; np. wpływu na koszty skrócenia okresu dochodzenia kopalni do zainwestowanej zdolności produkcyjnej; prowadzenia eksploatacji na wysokim bądź niskim poziomie koncentracji produkcji itp. Potwierdza to nie tylko wynik wskazanej pracy Antoniego Madejskiego ale również wyniki wdrożeniowego stosowania pakietu do analizy kopalń projektowanych i czynnych; (1972 — jedna kopalnia projektowana i trzy czynne; 1974 — siedem kopalń rozwojowych po dwa warianty w każdej; 1976—1979 — zastosowania w dziewiętnastu kopalniach; łącznie ponad 40 wariantów) [11].

8. Możliwości i „realność" pakietu SPP.1 to nie jest „legenda" lub „teoria", pozbawiona weryfikacji w praktycznych zastosowaniach. Niestety — lata 1980 i 1990 to okres całkowitego zaniku zainteresowania możliwością wykorzystania metody reprezentowanej pakietem SPP.1 do podnoszenia ekonomicznej efektywności podziemnej eksploatacji złóż. Zaowocowało to nie tylko przerwaniem nieodzownych prac nad rozwojem pakietu i dostosowaniem go do możliwości nowych generacji komputerów — ale wręcz zepchnięciem pakietu w niemal całkowite zapomnienie. Oprogramowanie pakietu, w wersji binarnej i w języku Fortran spoczywa w archiwum COIG [12], a nieliczni, jeszcze aktywni, współautorzy algorytmów i oprogramowania pakietu zajmują się zupełnie inną problematyką.

2.2. Terytorialny układ rozliczania kosztów produkcji w podziemnych kopalniach

1. „Wykaz stanowisk kosztów..." [13] opracowany w latach 1945—1950 w Centralnym Zarządzie Przemysłu Węglowego (CZPW) umożliwiał obserwacją kosztów w jednej analityczno-rozliczeniowej płaszczyźnie obejmującej całą kopalnię. Stan ten nie budził zastrzeżeń niemal przez ćwierćwiecze, choć jego przydatność w przyczynowo-skutkowym monitoringu kosztów w elementach kopalni była nikła lub żadna. Został zakwestionowany dopiero w latach 1963—1965, w toku prac podjętych w Głównym Instytucie Górnictwa nad modernizacją systemu kopalnianych rozliczeń i komputeryzacją zarządzania. Zaproponowane wówczas rozwiązanie polegało na zastąpieniu jednej (stosowanej uprzednio) płaszczyzny analityczno-rozliczeniowej uwidocznionej na rysunku 4a — trzema płaszczyznami, które w sposób schematyczny pokazano na rysunku 4b. W szczególności, „Wykaz stanowisk kosztów..." miał być zastąpiony podstawową płaszczyzną układu terytorialnego — formowanego niepowtarzalnymi (indywidualnymi) numerami **rejonów i obiektów** (ich stosowanie doświadczalnie testowano w roku 1965 w kopalni „Paryż" [14]) — oraz płaszczyzną układu procesów produkcyjnych. Trzecią natomiast płaszczyznę analityczno-rozliczeniową miał stanowić znany wcześniej układ organizacyjny — głównie rozrachunek oddziałowy — który dzięki wykorzystaniu układu terytorialnego uzyskiwał nowe możliwości precyzyjnego funkcjonowania, z wyróżnieniem kosztów „własnych" oddziału oraz kosztu usług świadczonych na rzecz innych jednostek. Tak pomyślany „Projekt usprawnionego kontownika..." [15] w listopadzie 1972 r. — po dopracowaniu szczegółów funkcjonowania — został przedłożony Ministerstwu Górnictwa z wnioskiem o zgodę na wdrożenie, z równoczesnym wycofaniem z użytkowania „Wykazu stanowisk...".

2. Jak być może pamiętają niektórzy uczestnicy tej „Szkoły..." zmodernizowany kontownik został wdrożony już w latach 1973—1974 we wszystkich kopalniach węgla kamiennego — jednak w wyniku sprzeciwu Departamentu Planowania — przestarzały już wówczas „Wykaz stanowisk kosztów..." nie został wycofany. Przez zbiurokratyzowaną administrację resortu był



Rys. 4. Poglądowa prezentacja tradycyjnego i zmodernizowanego systemu identyfikacji elementarnych zdarzeń gospodarczych w kopalniach węgla kamiennego [1]
a — jednopłaszczyznowy układ „Wykazu stanowisk kosztów...", b — układ trójpłaszczyznowy: 2 — układ terytorialny, 3 — układ procesów, 4 — układ organizacyjny

Fig. 4. Demonstrative presentation of traditional and modern systems for identifying elementary economic events at hard coal mines [1]
a — Monoplane system "List of cost positions....", b — Triplane system: (1) territorial; (2) process; (3) organizational

nadal uznawany za układ „wiodący", natomiast układy: terytorialny i procesów, znalażły się na pozycji „dublera". W tej sytuacji, zdekompletowany zespół autorski kontownika, przeniesiony służbowo do COIG (1.I.1975), nie zdołał doprowadzić do wdrożenia podstawowej funkcji układu terytorialnego. Miało nią być wyznaczanie dla poszczególnych przodków i związanych z nimi ciągów produkcyjnych „...rzeczywistych kosztów produkcji... w zasadzie w taki sam sposób jak to było dotychczas możliwe tylko dla całej kopalni"; przy tym — jak to wówczas sformułowano — ten rzeczywisty, pełny koszt miał się składać „...z kosztów własnych rejonów górniczych (wydobywczych...) oraz kosztów wynikających z rozliczenia rejonów dołowych i powierzchniowych obsługujących poszczególne rejony górnicze" [15]. Mówiąc inaczej — miał to być koszt rozliczony w odniesieniu do STRUKTURY KOPALNI — formowanej przez przodki wraz z obsługującymi je ciągami produkcyjnymi. W późniejszych pracach (m.in. [16]) był popularyzowany jako koszt strukturalny, wyznaczany w procedurach strukturalnego rozliczania kosztów.

3. W konsekwencji — gdy w latach 1980 zespół, który kontynuował w COIG komputeryzację zarządzania, został pozbawiony kompetentnego kierownictwa, a w górnictwie węgla kamiennego nastąpił zanik proefektywnościowego rozwoju (zwłaszcza w obszarze zarządzania) — zmodernizowany kontownik ulegał w kopalniach stopniowej degradacji. Z układu terytorialnego, z sukcesem funkcjonowała i nadal funkcjonuje jedynie zasada przydzielania indywidualnych numerów rozliczeniowych wszystkim przodkom eksploatacyjnym i przygotowawczym. Stanowiło to oczywiście ogromny postęp w stosunku do okresu funkcjonowania samego tylko „Wykazu stanowisk...", ale rejonizacja w strefie pozaprzodkowej — z reguły nie była dostosowywana do potrzeb strukturalnego rozliczania kosztów, które też w praktyce nigdy nie było realizowane. Układ procesów — podstawowy dla oceny sprawności stosowanych systemów wybierania i technologii, zwłaszcza kosztów pozaprzodkowych — także nie został wykorzystany; sprawność rozliczeń w tej płaszczyźnie pozostała w zasadzie na poziomie

zapewnianym przez „Wykaz stanowisk kosztów..". Transformacja rynkowa lat 1990 nie przyniosła eliminacji „Wykazu stanowisk kosztów..." i usprawnienia wewnątrzkopalnianych rozliczeń — mimo iż w tym czasie nastąpił znaczący rozwój „bazy" komputerowej kopalń i Spółek Węglowych SA oraz rozwój analizy finansowej kopalń jako całościowo rozpatrywanych jednostek produkcyjnych — wraz z rachunkiem wyników przedsiębiorstw górniczych (Spółek SA). Pojawiły się nawet projekty likwidacji terytorialnego układu rozliczeń [17], a w praktyce kopalnianej — wbrew logice — nastąpił dalszy regres wykorzystania układu terytorialnego do analizy wnętrza kopalń oraz regres wykorzystania układu procesowego i układu organizacyjnego, który uległ niemal całkowitej eliminacji.

4. Mimo, że niefortunni reformatorzy systemu wewnątrzkopalnianych rozliczeń — przedłużyli również na lata 1990 funkcjonowanie skrajnie przestarzałego „Wykazu stanowisk..." oraz zahamowali rozwój i „zdegradowali" wykorzystanie w praktyce kopalnianej zmodernizowanego „trójpłaszczyznowego" kontownika — nie zniszczyli jednak podstaw jego funkcjonowania założonych jeszcze w latach 1970. Podstawy te tworzą zestawy pól na kopalnianych dokumentach źródłowych (asygnatach materiałowych, dowodach zarobkowych... itd.), w których dla każdego elementarnego zdarzenia gospodarczego są dekretowane (kontowane) numery rejonów (bądź obiektów), numery procesów oraz numery (kody) jednostek organizacyjnych. Otóż w kopalnianych dokumentach źródłowych wciąż występują wskazane pola, w których dla każdej zaszłości — mogą być (i przeważnie są) nanoszone informacje (kody) identyfikujące każdą z analityczno-rozliczeniowych płaszczyzn zmodernizowanego kontownika — choć w sposób, niestety, jakościowo niezadowalający. W istocie problem osiągnięcia nowej jakości w przyczynowo-skutkowym monitorowaniu wnętrza kopalń nie polega więc na „budowaniu wszystkiego od nowa" a na usunięciu z funkcjonującego systemu dekretowania zaszłości tego co przestarzałe (przede wszystkim „Wykazu stanowisk...") oraz na konsekwentnym i skutecznym wykorzystaniu tych możliwości, które zostały już przygotowane na dokumentach źródłowych zestawem wskazanych pól „trójpłaszczyznowego" kontownika.

5. Przykładem skuteczności tak ukierunkowanego usprawniania systemu analityczno-rozliczeniowych rozliczeń w podziemnych kopalniach są sukcesy Rudzkiej Spółki Węglowej SA, która, przy współpracy COIG, w latach 1999—2000, na omówionych podstawach, „odtworzyła" funkcjonowanie organizacyjnego układu rozliczeniowego [18]. Oddziałowy Rachunek Kosztów (ORK) — rozwinięty w tej Spółce o centra kosztów i budżetowanie — został w ciągu kilku miesięcy wdrożony w całym górnictwie węgla kamiennego. Jest to empiryczny dowód na możliwości, którymi dysponują Zarządy Spółek SA i ich WŁAŚCICIEL gdy przy aktualnym wyposażeniu komputerowym, decydują się na usprawnienie swego warsztatu zarządzania. Twierdzę, że nie ma żadnych przeszkód aby w następnym kroku był podobnie „odtworzony" i rozwinięty terytorialny układ analityczno-rozliczeniowy wraz z procedurami strukturalnego rozliczania kosztów.

6. Jak podkreślano, w układzie tym ma następować identyfikacja pełnych kosztów produkcji w poszczególnych przodkach produkcyjnych i przygotowawczych oraz równocześnie identyfikacja kosztów w obsługującej je strukturalnej sieci wyrobisk i ogniw produkcyjnych, aż po ekspedycję sprzedanego węgla. Aby to osiągnąć trzeba przede wszystkim odpowiednio dostosować zasady dekretowania zaszłości i wyznaczania rejonów (obiektów) w obszarze kopalni do wymagań wynikających z identyfikacji kosztów w całej sieci kopalnianych ciągów produkcyjnych. Ponadto — opracować i oprogramować przekonywujące „zdroworozsądkowe"

algorytmy i skomputeryzowane procedury rozliczania na poszczególne przodki kosztów ewidencjonowanych w rejonach „obsługujących" te przodki. W osiągnięciu pożądanej precyzji rozliczeń będzie niewątpliwie pomocny układ procesów, jednak opracowanie tego układu — związane z eliminacją „Wykazu stanowisk kosztów..." — potrwa prawdopodobnie najdłużej. Inicjalne, uproszczone rozwiązania zastosowane w pierwszym etapie w rozliczeniach, będą więc wymagały dalszego rozwoju. Całe natomiast zadanie zakończenia prac nad wykorzystaniem terytorialnego układu dekretowania zaszłości do strukturalnego rozliczania kosztów może być w pierwszym etapie zrealizowane, nawet z przejściowym wykorzystaniem wciąż funkcjonującego „Wykazu stanowisk...".

W uzupełnieniu warto podkreślić, że strukturalne rozliczanie kosztów warunkuje nie tylko funkcjonowanie omawianego w tym referacie — systemu SZP. Umożliwia również wdrożenie do procedur operatywnego zarządzania — nowego instrumentu identyfikowania przyczynowo-skutkowych warunków osiągania ekonomicznej efektywności przez poszczególne przodki eksploatacyjne i przygotowawcze. Instrumentem tym jest wyznaczanie tzw. PROGU ZYSKOWNOŚCI dla przodków funkcjonujących i także projektowanych. Ta na ogół znana kategoria ekonomiczna jest z powodzeniem stosowana w zarządzaniu przedsiębiorstwami przemysłów przetwórczych, natomiast w górnictwie podziemnym — ze względu na magazynowo-transportową specyfikę kopalń jako jednostki produkcyjnej oraz związany z tym brak możliwości jednoznacznego wyznaczania dla kopalń tzw. kosztów stałych i zmiennych — wykorzystanie tej kategorii napotyka na trudności. Dopiero względnie precyzyjne przypisanie do ton pozyskiwanych z poszczególnych przodków, tych kosztów które są związane z tymi tonami — co zostaje osiągnięte w procedurach strukturalnego rozliczania kosztów — umożliwia skuteczne wykorzystanie kategorii PROGU ZYSKOWNOŚCI w profektywnościowym monitoringu i operatywnym planowaniu działalności kopalń. Po szczegóły zasygnalizowanego instrumentu, muszę niestety odesłać do pracy [1].

3. Koncepcja systemu SZP

Na możliwość i celowość opracowania systemu SZP — tj. systemu **symulacyjnego, zintegrowanego planowania** inwestycyjno-produkcyjnej działalności podziemnych kopalń — wskazują trzy przesłanki.

Przesłanka I. Prace nad skonstruowaniem i wykorzystaniem pakietu SPP.1 wykazały, że sieci typu PERT — uzupełnione rozwiązaniami Andrzeja Czyloka (sieci częściowo skierowane, algorytm ACSM i in.) — umożliwiają wiarygodne, symulacyjne odtwarzanie w komputerze procesu budowy i eksploatacji podziemnych kopalń, z równoczesnym wyznaczaniem osiąganych w tym procesie parametrów ekonomicznej efektywności (np. jednostkowego kosztu produkcji, zyskowności i in.) oraz technicznej sprawności (np. osiągalnej produkcji, harmonogramu robót itp.). Precyzja z jaką w uzyskiwanych ocenach są uwzględniane geologiczno-górnicze warunki złoża oraz techniczne i rynkowe warunki rozpatrywanej eksploatacji — jest nieporównanie większa niż w innych znanych metodach. Wskazuje to na możliwość i celowość wykorzystania metody reprezentowanej pakietem SPP.1 w techniczno-ekonomicznym planowaniu inwestycji i produkcji w podziemnych kopalniach.

Przesłanka II. Rozległe doświadczenia w stosowaniu terytorialnego układu rozliczenia kosztów potwierdzają jego walory. Wprawdzie dotychczasowy sposób stosowania tego układu

nie zapewnił mu realizacji podstawowej funkcji — mianowicie wyznaczania pełnego kosztu produkcji uzyskiwanej w poszczególnych przodkach, wraz ze strukturalną charakterystyką tego kosztu — nie jest to jednak mankament układu, a jedynie niedostatek elementarnej racjonalności w jego wykorzystaniu. Dzięki możliwości sprzęgnięcia kartoteki informacji stałych o poszczególnych rejonach (obiektach) z inwentarzową kartoteką wyposażenia zainstalowanego w tych rejonach — oraz dzięki równoczesnemu wykorzystaniu informacji o zaszłościach bieżąco dekretowanych na identyfikacyjne symbole rejonów (złotówkach, dniówkach, materiałach itd.) i także o czasie pracy bądź postoju zainstalowanego w nich wyposażenia — terytorialny układ rozliczania kosztów staje się najsprawniejszym instrumentem przyczynowo-skutkowej analizy wnętrza podziemnej kopalni. Nie może być żadnych wątpliwości, że gdy układ ten będzie prawidłowo wykorzystywany do prowadzenia strukturalnego rozliczania kosztów — zapewni najbardziej wiarygodną i precyzyjną przyczynowo-skutkową informację o aktualnej kondycji kopalni we wszystkich ogniwach jej przestrzennej, sieciowej struktury.

Przesłanka III. „Siatka technologiczna" kopalni, która stanowi WSAD warunkujący funkcjonowanie symulacyjnego pakietu SPP.1 oraz strukturalna sieć kopalni, odtwarzana w terytorialnym układzie rozliczeń — są to w istocie konstrukcje o niemal tożsamej merytorycznej charakterystyce. Każda z nich identyfikuje określoną „przestrzenną" strukturę wyrobisk podziemnej kopalni, którymi są udostępniane poszczególne partie złoża. Gdy „siatka technologiczna" zostaje opracowana dla kopalni czynnej — np. przewidzianej do rekonstrukcji lub rozbudowy — wówczas różnica między nią a przestrzenną sieciową strukturą formowaną w terytorialnym układzie rozliczeń może być niewielka lub praktycznie żadna. Mówiąc inaczej — siatka technologiczna funkcjonująca w pakiecie SPP.1 — może być formowana wprost z sieci technologicznej monitorowanej w terytorialnym układzie i w strukturalnym rozliczaniu kosztów. Możliwość wykorzystania tej szansy, czyli transponowania danych terytorialnego układu rozliczeń do postaci sieci typu PERT, na którym może być symulowane funkcjonowanie modelowanej kopalni — jest sednem III przesłanki.

Wskazane przesłanki uzasadniają założenie następującej funkcjonalnej charakterystyki systemu SZP.

1. W podziale kopalni na rejony (obiekty) rozliczeniowe układu terytorialnego, zostają uwzględnione nie tylko wymagania przyjętej „logiki" rozliczeń, ale również wymagania, które powinny spełniać „siatka technologiczna" stanowiąca WSAD do pakietu typu SPP.1, jako podstawa realizowanej nim symulacji. Nie ma sprzeczności między wymaganiami terytorialnego układu rozliczeń i wymaganiami siatki technologicznej umożliwiającej symulację procesu funkcjonowania kopalni — uwzględnianie tego wymagania w procesie wyznaczania rejonów nie powinno więc nastręczać większych trudności. Terytorialny układ rozliczeniowy kopalni — bieżąco aktualizowany i wykorzystywany w systemach analityczno-rozliczeniowych — powinien też być bieżąco przekształcany w model sieciowy spełniający wymagania pakietu typu SPP.1.

2. Informacje, które muszą być przypisane poszczególnym ogniwom tak tworzonego modelu sieciowego — aby umożliwiał on proces symulacji — są uzyskiwane w procedurach ewidencyjno-rozliczeniowych odnośnych rejonów i obiektów. Tym sposobem zostaje zapewniona w poszczególnych ciągach produkcyjnych i w całej kopalni pełna zgodność między aktualnym, rzeczywistym kosztem a kosztem symulowanym w pakiecie. Otwiera to szansę prognostycznego rozpoznawania nie tylko efektywności wariantów rozwoju czynnej kopalni w przyszłych okre-

sach — co było — również walorem archiwalnego pakietu SPP.1 — ale również szansę oceny skutków, możliwych do osiągnięcia doraźnymi działaniami (rozwiązaniami) usprawniającymi funkcjonowanie poszczególnych ogniw wnętrza kopalni. Jest istotne, że ocena uzyskiwana tym sposobem określa nie tyle „podmiotową" efektywność rozpatrywanego działania (rozwiązania) co efektywność z jaką oddziaływuje ono na funkcjonowanie całego ciągu produkcyjnego i kopalni.

3. Sposób funkcjonowania i wykorzystania pakietu SPP.1 o tak przygotowanej charakterystyce nie odbiega w sposób istotny od omówionej w punkcie 2.1 archiwalnej wersji tego pakietu z lat 1970. Każdorazowo — rozwiązanie, które ma być w pakiecie rozpatrywane, musi być „wmontowane" w odpowiednim ogniwie (lub ogniwach) sieciowego modelu. W praktyce — gdy rozwiązanie ma jedynie usprawnić funkcjonowanie kopalni — wówczas to „wmontowanie" polega po prostu na zmianie parametrów usprawnianych ogniw zgodnie z charakterystyką rozwiązania, która musi być oczywiście wcześniej opracowana. W takim przypadku, czas symulowanego funkcjonowania kopalni i obserwacji wpływu rozpatrywanego rozwiązania na jej wyniki — nie musi być długi. „Wmontowany" wariant zmienia wynikowe wskaźniki kopalni „niezwłocznie", a wielkość tej zmiany w stosunku do stanu uprzedniego określa skuteczność badanego wariantu, mierzoną wynikowymi wskaźnikami efektywności, np. Kosztem produkcji lub zyskiem kopalni.

4. Gdy natomiast badany wariant polega na uruchomieniu nowych przodków, nowego pola górniczego lub nowego poziomu — jego „wmontowanie" polega na uzupełnieniu siatki technologicznej kopalni o nowe ogniwa oraz na wprowadzeniu do modelu przewidywanej charakterystyki tych ogniw (zasoby, parametry geologiczno-górnicze, poziom techniczny... itp.). W takiej sytuacji, proces symulacji (odtwarzania) funkcjonowania kopalni i obserwowania osiąganych przez nią wyników — musi być prowadzony odpowiednio dłużej, aż do uzyskania zadowalającej oceny każdego z rozpatrywanych wariantów. Wybór wariantu najkorzystniejszego spośród poddawanych prognostycznej ocenie — nie będzie stwarzał trudności. Każdy z nich jest oceniany według tej samej logiki i przy użyciu przyjętego modelu kosztów — o wyborze będzie więc decydować proste porównanie uzyskiwanych wyników symulacji.

5. System SZP, funkcjonujący w zarysowany sposób, ma realną szansę wykazać się skutecznością w zastosowaniach do prognostycznej oceny w zasadzie dowolnych wariantów proefektywnościowych przedsięwzięć, podejmowanych zarówno w celu doraźnej poprawy kondycji kopalni jak też osiągnięcia efektów w dłuższej perspektywie. Największe oczekiwania można wiązać z jego zastosowaniami przy sporządzaniu planów ruchu oraz w plqnowaniu wieloletnich i perspektywicznych zadań inwestycyjno-produkcyjnych. Możliwość tak wielokierunkowego zastosowania systemu SZP będzie sprzyjać integracji wyróżnianego tradycyjnie planowania operatywnego, pięcioletniego-rocznego i perspektywicznego. Będzie też sprzyjać rozwojowi uzupełniających specjalistycznych „instrumentów analityczno-planistycznych" ułatwiających zintegrowane zarządzanie funkcjonowaniem kopań [1].

6. Szanse wysokiej efektywności systemu SZP wynikają głównie z dwóch okoliczności. Po pierwsze — integracja modelu sieciowego SZP z terytorialnym układem rozliczania zaszłości, zapewnia odwzorowanie produkcyjno-strukturalnego wnętrza funkcjonującej kopalni w sposób najdokładniejsze z możliwych. Po drugie — komputerowa symulacja funkcjonowania kopalni, (pozytywnie zweryfikowana stosowaniem archiwalnego pakietu SPP.1) gdy będzie realizowana

z zastosowaniem ewolucyjnie doskonalonej „...logiki dobrego gospodarza" oraz z wykorzystaniem regresyjnych funkcji uogólniających wciąż narastające i aktualizowane doświadczenie kopalń — jest w stanie zapewnić prognozie ekonomicznej efektywności podziemnej efektywności złoża, wiarygodność nieosiągalna żadną ze znanych metod. Suma wskazanych okoliczności uzasadnia twierdzenie, że szanse na osiągnięcie przez system SZP wysokiej efektywności są wyraźne, a efekty związane z wykorzystaniem tej szansy mogą być znaczące.

4. Podsumowanie i wnioski

Można mieć nadzieję, że polskie górnictwo węgla kamiennego — doświadczone w okresie rynkowej transformacji najcięższym kryzysem — weszło już w fazę normalizacji funkcjonowania i odrabiania zaległości w pracach nad rozwojem systemów proefektywnościowego zarządzania. Istotnym zapoczątkowaniem tego okresu było upowszechnienie we wszystkich kopalniach — na podstawie doświadczeń Rudzkiej Spółki Węglowej i komputerowych rozwiązań COIG — oddziałowego rozrachunku kosztów (ORK) oraz poszerzenie go o centra kosztów i budżetowanie.

Następnym „krokiem" może i powinno być opracowanie i weryfikacja w pilotującej kopalni i Spółce Węglowej — usprawnień terytorialnego układu rozliczeniowego. Upowszechnienie odpowiednio oprogramowanych rozwiązań tego układu — poszerzonych o wykorzystanie PROGU ZYSKOWNOŚCI, oraz, w ślad za tym, opracowanie i wdrożenie zmodernizowanego układu procesowego z równoczesną eliminacją anachronicznego „Wykazu stanowisk kosztów" — zwiększy w sposób zasadniczy proefektywnościową skuteczność wszystkich systemów analityczno-rozliczeniowych, obsługujących kopalnie i przedsiębiorstwa organizujące ich rynkowe funkcjonowanie.

Równolegle z pracami nad zakończeniem modernizacji podstawowych układów i systemów analityczno-rozliczeniowych nieodzowny jest powrót do prac nad przygotowaniem i wdrożeniem do praktyki skomputeryzowanych systemów prognozowania i planowania działalności inwestycyjno-produkcyjnej. Zaniedbania, które wystąpiły w rozwoju tych systemów są nieporównanie większe niż w systemach analityczno-rozliczeniowych. Nawet uniwersalna metoda biznesplanu — najpowszechniej przydatna i stosowana w całej gospodarce — nie doczekała się jeszcze oprogramowania skutecznie wspierającego jej użytkowanie w kopalniach. Prace nad skomputeryzowanymi systemami o charakterystyce dostosowanej do specyfiki podziemnej eksploatacji złóż — pozostają w głębokim zaniechaniu, zarówno w obszarze prognozowania jak planowania.

W tej sytuacji, na rozpatrzenie i realizację zasługuje postulat możliwie niezwłocznego podjęcia prac nad przygotowaniem scharakteryzowanego wyżej systemu SZP oraz nad zapewnieniem mu analityczno-rozliczeniowych warunków do prowadzenia badań weryfikacyjnych w zainteresowanych Spółkach Węglowych SA. Szczególna uwaga powinna być zwrócona na opanowanie procedur transponowania kopalnianej sieci wyrobisk monitorowanych w terytorialnym układzie analityczno-rozliczeniowym, do postaci „siatek technologicznych" typu PERT, wykorzystywanych w odpowiednio „reaktywowanym" pakiecie SPP.1. Weryfikacja, opanowywanie i rozwijanie możliwości reprezentowanych koncepcją systemu SZP będzie niewątpliwie wymagało w kopalniach bezpośredniego wsparcia zespołu prowadzącego prace nad tym systemem.

Końcowe, realizacyjne wnioski z tego referatu autor proponuje następująco.

1. Jednostka reprezentująca WŁAŚCICIELA górnictwa węgla kamiennego (ewentualnie zainteresowana Spółka Węglowa SA), wspólnie z GIG i COIG — powinny przygotować program badawczo-wdrożeniowy finansowany przez Komitet Badań Naukowych (KBN) — zmierzający do opracowania i praktycznego zastosowania systemu symulacyjnego zintegrowanego planowania inwestycyjno-produkcyjnej działalności podziemnych kopalń (systemu SZP).

2. Program prac nad tym systemem powinien być zharmonizowany z pracami nad racjonalizacją stosowania w kopalniach terytorialnego układu analityczno-rozliczeniowego. Wprawdzie racjonalizacja terytorialnego układu jest samoistnym, priorytetowym zadaniem — jednak rola jaką ma do spełnienia w systemie SZP — stanowi dodatkową zachętę do przyspieszenia tych prac.

3. Wśród kadry odpowiedzialnej w nauce i przemyśle za proefektywnościowe funkcjonowanie i dalszy rozwój górnictwa — występuje wyraźne niedocenianie problematyki podstawowego algorytmu zarządzania, w którym czynność prognozowania i optymalizacja decyzji planistycznych zajmują kluczowa pozycję [1]. Środowiska górnicze powinny podjąć energiczne działania zmierzające do zmiany tego stanu, m.in. poprzez odpowiednią korektę programów nauczania na Wydziałach Górniczych oraz organizację tematycznych szkoleń i konferencji.

Literatura

[1] Lisowski A.: *Podstawy ekonomicznej efektywności podziemnej eksploatacji złóż*. Katowice Wyd. GIG-PWN, 2001.

[2] Wacławik J.: *Kronika Wydziału Górniczego 1919—1999*. Kraków, Wydawnictwo IGSMiE PAN, 1999.

[3] Lisowski A.: *Założenia do algorytmu SAWIP*. Dokumentacja GIG, Katowice 1966 oraz: Elektroniczne przetwarzanie informacji i skomputeryzowane planowanie najskuteczniejszą drogą do optymalizacji decyzji w górnictwie. Przegląd Górniczy 1968 nr 12.

[4] Czylok A.: *Symulacyjna analiza wariantów inwestycyjno-produkcyjnych kopalń węgla kamiennego*. Praca doktorska — promotor prof. A. Lisowski. Prace GIG. Komunikat nr 662, Katowice 1976.

[5] Lisowski A., Czylok A., Madejski A.:,*Prognozowanie wariantów budowy i rozwoju kopalń węgla kamiennego w skomputeryzowanym systemie planowania perspektywicznego (system SPP)*. W: Komputeryzacja zarządzania — z doświadczeń Przemysłu Węglowego. Praca zbiorowa pod redakcją A. Lisowskiego. Katowice, Wydawnictwo GIG, 1972.

[6] Czylok A.: *Szczególne przypadki analizy sieci i ich zastosowanie w górnictwie.* Katowice, Główny Instytut Górnictwa, 1980 (rozprawa habilitacyjna).

[7] Pakiety oprogramowania: MAPTEK, Vulcan 3D Software for Resource Modelling, Underground Mine Design; 2000 oraz SURPAC, Software International (UK) Ltd. Surpac 2000, Mine Planning and Geological Modelling Software 2000.

[8] Czylok A.: *Funkcjonalna charakterystyka skomputeryzowanego systemu perspektywicznego planowania produkcji i inwestycji.* W: Zastosowanie komputerów oraz statystyki i ekonometrii w zarządzaniu branżą. Praca zbiorowa pod redakcją A. Lisowskiego i E. Pawełczyka. Katowice, Wydawnictwo GIG, 1977.

[9] Madejski A.: *Symulacyjna analiza wpływu struktury kopalni na jej koszty produkcji.* W. Zastosowanie komputerów oraz metod statystyki i ekonometrii w zarządzaniu branżą. Praca zbiorowa pod redakcją A. Lisowskiego i E. Pawełczyka. Katowice 1977, oraz Wpływ struktury kopalń węgla kamiennego i ich poziomu technicznego na koszty produkcji i wielkość majątku trwałego. Praca doktorska, promotor A. Lisowski. Komunikat nr 717, Katowice, Główny Instytut Górnictwa 1980.

[10] Kicki J., Wanielista K.: *Algorytm wyceny wartości kapitałowej złoża według oczekiwanej wartości zdyskontowanych sald pieniężnych*. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, t. 17, z. 3. Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków 2001.

[11] Lisowski A., Madejski A.: *Symulacyjno-regresyjna metoda oceny wariantów rozwoju kopalń — stan aktualny i kierunki rozwoju*. Budownictwo Węglowe 1979 nr 7/8.

[12] Dokumentacja programów systemu SPP.1 i SPP.2 w języku Fortran, w wersji źródłowej i binarnej, wraz z danymi testowymi i przemysłowymi; na dysku optycznym; trzy podzbiory o nr 400050, 400051, 400052. Katowice, Archiwum programów Centralnego Ośrodka Informatyki Górnictwa, 1999 r. (niepublikowana).

[13] *Wykaz stanowisk kosztów w kopalniach węgla kamiennego*. Katowice, Ministerstwo Górnictwa i Energetyki 1984.

[14] Lisowski A., Malara J., Klenczar H., Klejnotowa A.: *Projekt zindywidualizowanej statystyki techniczno-ekonomicznej dla kopalń węgla kamiennego*. Przegląd Górniczy 1965 nr 7/8.

[15] Lisowski A., Pawełczyk E., Mastej R., Menarski P., Misiórska L.: *Projekt usprawnionego kontownika dla kopalń węgla kamiennego (koncepcja i zasady funkcjonowania)*. Ministerstwo Górnictwa i Energetyki. Główny Instytut Górnictwa, Katowice listopad 1972 r. (powielany maszynopis). Zamieszczony w materiałach sympozjum Sekcji Ekonomiki i Organizacji Górnictwa KG.PAN, dn. 29.10.1996. Katowice, COIG.SA październik 1996.

[16] Lisowski A.: *Jeszcze raz o strukturalnym układzie rozliczania kosztów i ich nadążnym planowaniu w górnictwie węgla kamiennego*. Wiadomości Górnicze, 1998 nr 2.

[17] Sitko W., Stachowicz J., Krawczyk W., Przybyła H., Bendkowski J. i in.: *Raport: „Ocena stanu informatyki oraz koncepcja rozwoju systemów informatycznych dla potrzeb zarządzania w branży węgla kamiennego"*. Praca wykonana na zlecenie PAWK.SA, Katowice, kwiecień 1994 (maszynopis dostępny w bibliotece GIG).

[18] Dźwigoł H.: *Oddziałowy rachunek kosztów oraz model rozliczania kosztów i zysku kopalń w Rudzkiej Spółce Węglowej SA*. Przegląd Górniczy 2000 nr 7—8.

Prospects and possibilities of improving the effectiveness forecast system and the underground mines investment and production activity planning — the SZP system

Abstract

The shortcomings that have occurred in recent decades in the studies on developing both the methods and the computerized economic effectiveness forecast systems as well as on developing the investment and production activity planning in mineral sediments underground mining are considered. The B + R + W studies that provided an essential basis for the proposed in the paper Simulated Integrated Planning system (SZP for short) are characterized. The idea of the system is outlined.

To ensure that the system can be effective, the following basic solutions should be taken into account:

— A method using the PERT type network model for the simulated computer aided reconstruction of investment and production processes of the mine under investigation.
— A territorial system for recording elementary mine histories and the structural calculation of production costs for individual faces and technological lines.

It has been emphasized that without efficient methods for the assessment and planning of the investment and production activity the underground mining will not be able to attract capital and will lose a competition the processing industries.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1055—1066

Andrzej MEDER
Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice
Henryk WENCEL
DOZUT-KOMAG Sp. z o.o., Gliwice

Nowa technologia wykonywania powłok ochronnych „DURACHROM" — realne możliwości taniej regeneracji stojaków

Słowa kluczowe

Powłoki ochronne – nowa technologia – energo- i materiałooszczędność – remont stojaka – regeneracja rdzennika – jakość wyrobu – konkurencyjność remontu – ekologia

Streszczenie

W obliczu coraz wyższych kosztów energii oraz uciążliwości ekologicznych w regionach wielkoprzemysłowych, galwanotechnika będzie sukcesywnie wypierana przez inne bardziej nowoczesne technologie wykonywania pokryć ochronnych. Publikacja opisuje jedną z takich koncepcji, która została już efektywnie wdrożona do praktyki w procesach regeneracji zewnętrznych cylindrycznych powierzchni roboczych górniczych zespołów hydraulicznych w szczególności stojaków i podpór.

Miarą skuteczności wdrożenia tej nowej oryginalnej technologii pokryć ochronnych o nazwie handlowej „DURACHROM" jest zdecydowane wydłużenie okresu ich trwałości, przekraczające już 24-miesięczne cykle niezawodnej pracy w najtrudniejszych warunkach eksploatacji podziemnej.

1. Wstęp

Stosowane jeszcze powszechnie w górniczych zespołach hydraulicznych powłoki ochronne oparte na galwanotechnice stanowią przedmiot ciągłej krytyki i niezadowolenia ze strony użytkowników. Wynika on częściowo ze zlecania wykonawstwa operacji pokryć ochronnych jednostkom stosującym przestarzałe urządzenia lub też nie przestrzegającym właściwych reżimów technologicznych. Nawet jeśli założyć, że urządzenia będą nowoczesne, sprawne technicznie, a technologie będą przestrzegane to nałożenie galwanicznej powłoki ochronnej typu miedziowego, chromowego, brązowego itp. zdecydowanie nie stanowi wystarczającej ochrony powierzchni roboczych zespołów hydraulicznych eksploatowanych w trudnych warunkach jakie występują nie rzadko w górnictwie węgla kamiennego. Przyczyn jest wiele i dla znających warunki eksploatacji górniczej przywoływanie ich nie znajduje

merytorycznego uzasadnienia. Fakty są takie, że średnie okresy trwałości cylindrów hydraulicznych obudów górniczych i innych maszyn górniczych zarówno nowych jak i regenerowanych rzadko osiągają 18 miesięczne (średnio nieco powyżej 12 miesięcy) cykle niezawodnej pracy.

W tym kontekście stosowane od wielu lat w cylindrach hydraulicznych bardzo trwałe i niezawodne uszczelnienia techniczne oparte na materiałach polimerowych (poliuretany i poliacetale) nie wyczerpują nawet 20% zapasu swojej trwałości naturalnej jednakże współpracując ze zdegenerowaną przez korozję powierzchnie ulegają oczywiście w krótkim czasie uszkodzeniom mechanicznym prowadzącym do utraty funkcjonalności określonego cylindra, a więc całego urządzenia, w którym został on zabudowany.

Taki stan rzeczy wskazywał na potrzebę podjęcia prac nad wyeliminowaniem przyczyn a nie skutków wywołujących utratę funkcjonalności cylindrów w tym przypadku zapobiegającym powstawaniu korozji.

Oczywistym jest, że wyeliminowanie zjawisk inicjujących korozję w podziemiach kopalni trudno poszukiwać w korygowaniu technologii wydobycia węgla albo też w sterowaniu zachowaniem się górotworu i czynników z nim współwystępujących jak choćby ociekające ze skał słone, agresywne wody kopalniane. W tej sytuacji pozostaje zaproponowanie takiej ochrony powierzchni roboczych współpracujących z pakietami uszczelniającymi, które na te czynniki zewnętrzne będą uodpornione.

Taką też koncepcję organizacji prac badawczych i wdrożeniowych nad nowymi pokryciami ochronnymi przyjęli specjaliści „DOZUT-KOMAG Sp. z o.o." wcześniej Zakład Doświadczalny „DOZUT". Rozwijając szereg nowatorskich koncepcji opartych przede wszystkim na technikach klejenia lub innego sposobu przytwierdzenia cienkościennej, odpornej na korozję blachy do podłoża wykonanego ze standardowych materiałów hutniczych poszukiwano skutecznej technologii, która byłaby wykonalna na skalę wdrożenia przemysłowego, a równocześnie zabezpieczała powierzchnie robocze cylindrów hydraulicznych przed zagrożeniami wywołującymi korozję gwarantując przedłużenie okresu ich trwałości eksploatacyjnej w wymiernej skali. Wydaje się, że tak postawiony cel został osiągnięty, a jest nim nowa technologia pokrywania na razie powierzchni roboczych cylindrów hydraulicznych pod nazwą „CHROM". Nazwę techniczną nadano kojarząc dwa symboliczne słowa „CHROM" będący synonimem pierwiastka odpornego z natury na korozję oraz „DURA" będący skrótem myślowym angielskiego słowa „DURABILITY" czyli trwałość, wytrzymałość.

2. Charakterystyka procesu technologicznego „DURACHROM"

Nie wnikając zanadto w szczegóły powłokę „DURACHROM" można najkrócej scharakteryzować jako proces technologiczny złożony z umiarkowanie skomplikowanych operacji wymagających najwyższej precyzji ich przeprowadzenia z zastosowaniem unikalnego oprzyrządowania w tym również wysoce specjalistycznych narzędzi.

Zasadnicze znaczenie w procesie technologicznym „DURACHROM" mają:

— właściwe przygotowanie podłoża — rdzenia,

— precyzyjne dostosowanie cech geometrycznych arkusza blachy o wysokiej odporności na korozję odpowiednie do wymiarów rdzenia, a następnie trwałe wstępne uformowanie tegoż arkusza do kształtu cylindrycznego,

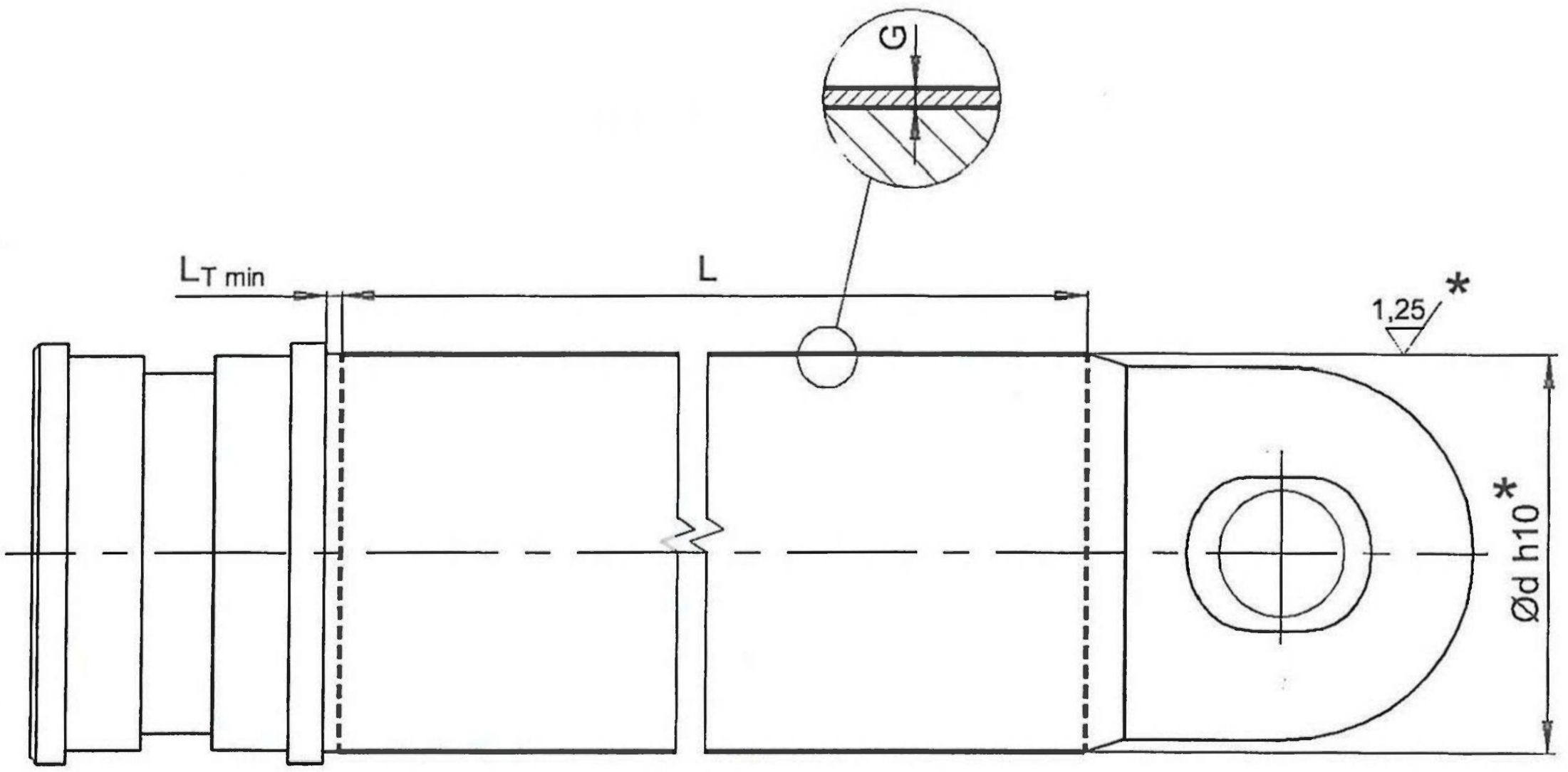
— wymuszenie właściwego przywierania rulonu blachy odpornej na korozję do podłoża z równoczesnym przeprowadzeniem prac spawalniczych na szwie wzdłużnym jak też na obydwu czołach rulonu blachy względem rdzenia uzyskując całkowite odcięcie międzywarstwy od atmosfery zewnętrznej,
— precyzyjna obróbka wykańczająca niwelująca częściowo ślady prac spawalniczych a równocześnie zapewniająca wysoką gładkość powierzchni niewiele odbiegającą od wymaganej dokumentacją.

Bezpośrednim dowodem poprawnie przeprowadzonego procesu technologicznego jest metaliczny dźwięk powstający po dyskretnym uderzeniu metalowym prętem w nałożoną powłokę, przy czym jest on szczególnie wymierny w przypadku nakładania folii na rdzennikach.

W zasadzie nie ma ograniczeń w zastosowaniu technologii „DURACHROM" na zewnętrznych powierzchniach typowych tłoczysk i rdzenników, których postać konstrukcyjną i zasadnicze cechy geometryczne przedstawiono na rysunku 1 oraz w tabelach 1 i 2, jednakże w praktyce wystąpiły pewne uciążliwości w realizacji procesu technologicznego. Dotyczą one w szczególności:

— typowielkości tłoczysk lub rdzenników o większych długościach i równocześnie małych średnicach ulegające deformacjom w operacji spawania,
— długościach tłoczysk wykraczających poza aktualnie dysponowane gabaryty urządzeń do prac przygotowawczych bądź spawalniczych (~1300 mm),
— zbyt małe foliowane powierzchnie wyrażone w dm^2 nie wytrzymujące konkurencji z powłokami galwanicznymi ze względów ekonomicznych.

Zasadniczym czynnikiem decydującym o preferencjach dla wybranych kierunków aplikacji powłoki „DURACHROM" jest grubość zastosowanej w procesie technologicznym blachy. W dotychczasowych zastosowaniach grubości te wynosiły 0,5; 0,8; 1,0 i 1,5 [mm] przy czym wynikowa grubość warstwy ochronnej dla rdzenników bądź tłoczyska po zakończeniu prac



Rys. 1. Postać konstrukcyjna pokryć ochronnych zewnętrznych według technologii „DURACHROM"

Fig. 1. Constructional form of external protective coatings according to "DURACHROM" technology

Typoszereg

Tabela 1. Wymiary nominalne

Table 1. Nominal dimensions

Średnica tłoczyska	Geometria powłoki	
$d_{nominalna}$	G	L_{max}
50	0,45	850
60		
63		
70	0,75	
80		
90		
100		1 300
110		
115		
120		
130		
140		
160		
190		
195		
200		
230		
240		

Tabela 2. Wymiary remontowe

Table 2. After-repair dimensions

Średnica tłoczyska	Geometria powłoki	
$d_{remontowa}$	G	L_{max}
77,5	0,45	850
78,8		
97,5	0,75	1 300
98,8		
112,5		
113,8		
137,5		
138,8		
139,0		
159,0		
186,0		
187,5		
188,8		
193,8		
194,0		
197,5		
198,8		
238,8		

technologicznych nie przekracza 70% grubości blachy w arkuszu — półfabrykacie. Wszystkie podejmowane w DOZUT cząstkowe prace nad wdrożeniem technologii „DURACHROM" miały jeden wspólny mianownik, którym była realność techniczna określonej aplikacji połączona z opłacalnością przedsięwzięcia w postaci zaakceptowanej przez zainteresowanych odbiorców ceny wyrobu finalnego.

Problem jest złożony ponieważ każda nowa aplikacja wymaga przeprowadzenia pełnego cyklu wdrożeniowego obejmującego m.in. wykonanie kompletnego oprzyrządowania niezależnie od docelowo zamierzonej produkcji. Ten właśnie aspekt spowodował, że szereg nowych uruchomień nie doczekało realizacji mimo zdecydowanej realności technicznej.

Przedstawione w niniejszym rozdziale informacje techniczno-organizacyjne są ze zrozumiałych względów dość ogólne nie podejmujące opisu szczegółowych fragmentów procesu technologicznego. Dodatkowe informacje nieco poszerzające obszar wiedzy o zakresie stoso-

walności i jej uwarunkowaniach można uzyskać w opublikowanych już opisach wynalazków zgłoszonych do Urzędów Patentowych Polski i Niemiec, a także w materiałach reklamowych „DOZUT-KOMAG Sp. z o.o." (prospekt, karta katalogowa).

3. Powłoki „DURACHROM" w procesach technologicznych regeneracji tłoczysk i rdzeników cylindrów hydraulicznych.

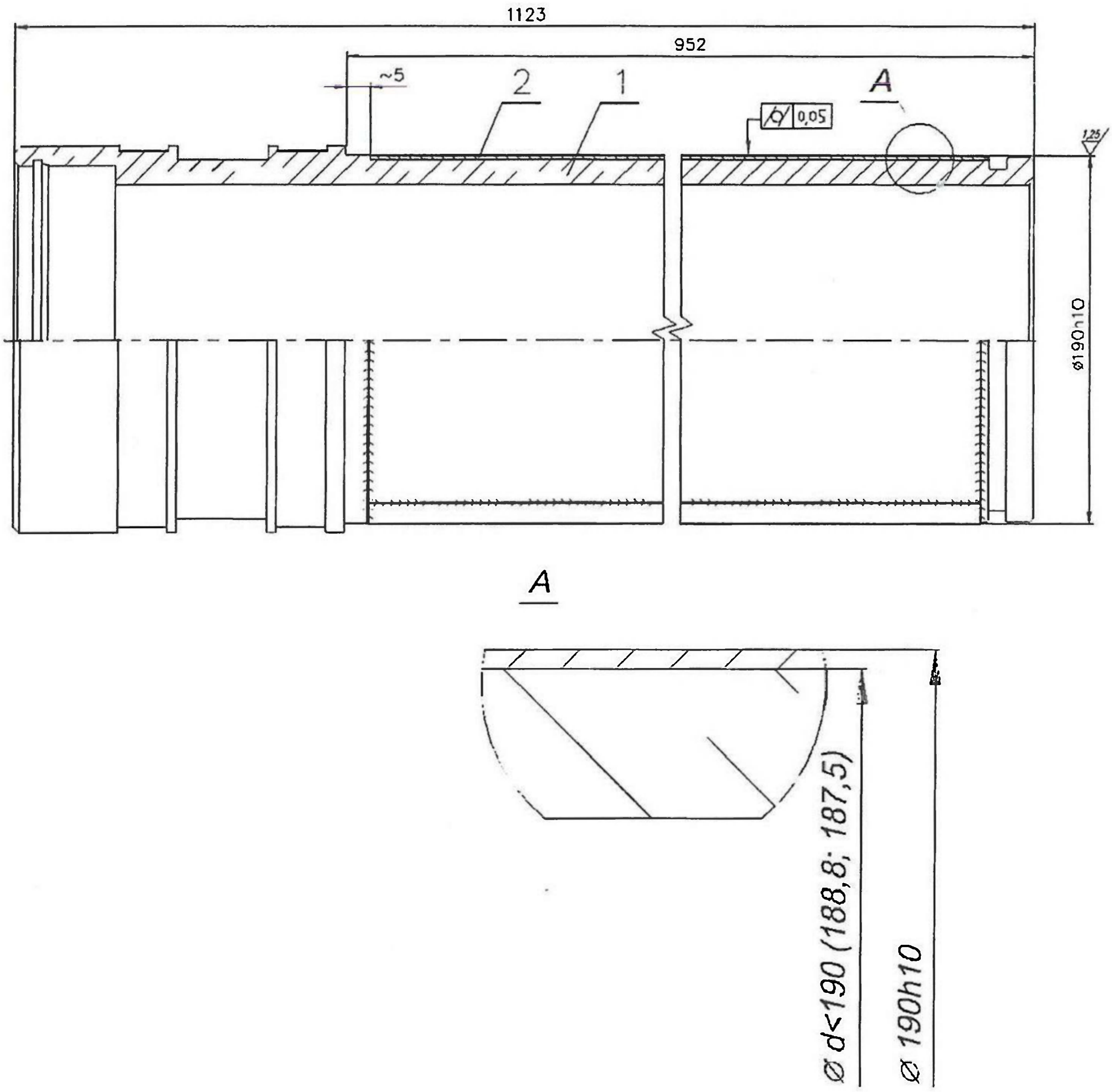
Realizując w ostatnich latach kolejne etapy prac rozwojowych nad technologią „DURACHROM" próbowano je lokować w produktach (tłoczyska, rdzenniki) nowych, szybko jednak okazało się, że kierunek ten nie jest wyborem trafionym. Nawet jeśli przyjąć, że nowy produkt jest wyraźnie bardziej trwały i niezawodny w porównaniu z tłoczyskami i rdzennikami pokrytymi powłokami galwanicznymi to w konfrontacji rynkowej ani użytkownicy (kopalnie, spółki węglowe), a w tym bardziej jednostki wytwarzające na ich potrzeby zespoły i podzespoły hydrauliczne nie są skłonne zapłacić za wspomniane nowe produkty wyższej ceny od tych, które płacili za dotychczasowe standardy. Powody są oczywiste, wynikające z nadprodukcji węgla, a także całkowitego braku funkcjonowania rachunku ekonomicznego w zakładach górniczych. Te właśnie przyczyny skierowały twórców niewątpliwego osiągnięcia jakim jest technologia „DURACHROM" w obszar prac remontowych, które od kilku ostatnich lat całkowicie zdominowały usługi świadczone przez całe jego zaplecze, głównie w zakresie dostaw hydrauliki obudów zmechanizowanych.

Przeprowadzone dotychczas regeneracje tłoczysk i rdzeników były oparte na dwóch zasadniczych koncepcjach, z których każda kończyła się nałożeniem powłoki galwanicznej.

Według wcześniejszych trendów regeneracja uszkodzonych korozją powierzchni roboczych koncentrowała się na zdjęciu uszkodzonej warstwy a następnie uzupełnieniu tego ubytku w drodze napylania, natrysku lub napawania nowej warstwy przywracającej podzespołowi hydraulicznemu wymiary nominalne. Szybko jednak okazało się, że są to technologie bardzo kosztowne, które w żaden sposób nie pozwalały na istotne zredukowanie kosztu jednostkowego remontu określonego podzespołu. Uruchomiło to w dość krótkim czasie drugą alternatywną koncepcję regeneracji powierzchni roboczych polegającą na zdejmowaniu uszkodzonej warstwy do jakiegoś bliżej nieokreślonego pod lub nadwymiaru na co pozwalały cechy konstrukcyjne tłoczysk, rdzeników i spodników w większości przedymensjonowane w procesie ich konstruowania. Potwierdziły to w całej rozciągłości prowadzone równolegle prace badawcze i doraźne eksperymenty. Wynika z nich jednoznacznie, że zdjęcie z powierzchni roboczych warstwy do 1,25 mm, a w niektórych przypadkach nawet 2,5 mm nie powoduje zmian wytrzymałościowych, które dyskwalifikowałyby określony podzespół pod względem funkcjonalności. W tej sytuacji w eksploatacji pojawiło się natychmiast tysiące egzemplarzy stojaków, podpór i innych cylindrów hydraulicznych z podwymiarowymi tłoczyskami i rdzennikami, których dalsza regeneracja według koncepcji zdejmowania kolejnej warstwy jest już wykluczona a alternatywą remontową jest już wyłącznie wymiana całego podzespołu tłoczyska bądź rdzennika. Ta jednak koncepcja wiąże się z wielokrotnie wyższym kosztem w porównaniu z regeneracją opartą na odzyskaniu remontowego podzespołu. I to jest właśnie nisza technologiczna, która pozwala na wkomponowaniu się do procesów remontów hydrauliki siłowej z korzyściami zarówno dla użytkownika jak też jednostki przeprowadzających te remonty, w szczególności dla wykonawcy powłoki ochronnej według technologii „DURACHROM".

Techniczne aspekty opłacalności stosowania tej technologii wskazujące na możliwość realizacji powyższej tezy, a także efektywnego jej wdrożenia w całym powyższym łańcuszku (wszyscy mogą zarobić) są dość trudne do wyrazistej interpretacji. Wynika to głównie z bardzo zróżnicowanego stanu technicznego podzespołów kierowanych do regeneracji jak też nowych wymagań stawianych przez zamawiającego usługi na regenerację podzespołów według technologii „DURACHROM".

Jest jednak faktem, że dzięki zastosowaniu nowej technologii powstają całkiem nowe i relatywnie tanie możliwości odzyskania dziesiątków tysięcy rdzeni ków i tłoczysk z których duży odsetek musiałby zostać zastąpiony równoważnikami w postaci konieczności wykonania nowych podzespołów. Za przeprowadzenie tej operacji musiałyby zapłacić górnictwo zmagające się z i tak licznymi problemami egzystencjalnymi. Powstaje zatem nowa formuła wspomagająca branże maszyn górniczych, która powinna zainteresować głównie jednostki świadczące usługi na jego rzecz. Operując konkretnym przykładem z ostatnich kilku miesięcy przedmiotem największego zainteresowania staje się przeprowadzenie regeneracji z nowymi



Rys. 2. Zatrzymanie procesu degradacji rdzeni ków 190 (stojak Fazos-12/28-Oz)

Fig. 2. Stoppage of upper props 190 (Fazos 12/28-Oz) degradation process

pokryciami jednego z podstawowych podzespołów jakim jest rdzennik 190 obudowy „FAZOS" 15/31 Oz ("FAZOS" 12/28-Oz) dostarczony do remontu w podwymiarach 188,8—187,5 mm. Dotychczas zasadą było oferowanie wykonania powłoki według technologii „DURACHROM" z przywróceniem określonemu egzemplarzowi rdzennika takiego wymiaru jaki posiadał on przed skierowaniem go do remontu (patrz rys. 2). Procesy optymalizujące nad nowym typem powłok spowodowały, że przy nieco wyższym koszcie udaje się podnieść poziom podwymiaru o jeden stopień wyżej, a w szczególnie korzystnych przypadkach kiedy wżery korozyjne nie są zbyt rozległe i głębokie nawet o dwa stopnie. Oznacza to np., że stosując w procesie foliowania blachy nierdzewne o grubościach g = 1,5 mm istnieją realne możliwości wyprowadzenia remontowanego podwymiaru rdzennika ϕ 187,5 do wymiaru nominalnego.

Ten opisany przykład jest jedynie ilustracją tendencji i możliwości jakie daje w procesie remontu technologia „DURACHROM", stąd też jednak każda inna typowielkość musi być poprzedzona wnikliwą analizą wykonalności całego procesu technologicznego nałożenia powłoki, a także sprawdzeniem skuteczności jej eksploatacji w połączeniu z właściwymi technikami regeneracji tulei uszczelniających wraz z przynależnymi jej węzłami uszczelniającymi.

4. DURACHROM technologia przyszłości

Rozwijana i stale poszerzana asortymentowa skala remontów stojaków z pokryciami ochronnymi „DURACHROM" pozwoliła na szeroką i wnikliwą optymalizację procesu technologicznego prowadząc do kolejnych osiągnięć albo ich znaczącego zaawansowania. Jeśli podsumować te osiągnięcia to można prognozować, że w horyzoncie 2—3 najbliższych lat nowa koncepcja technologiczna pokryć ochronnych rozwijana przez Spółkę DOZUT-KOMAG Zabrze może zdecydowanie zastąpić galwanotechnikę w stosowanych procesach technologicznych regeneracji górniczych zespołów hydraulicznych. Należy przy tym zdecydowanie podkreślić oczywistą możliwość stosowania technologii „DURACHROM" dla podzespołów (rdzenników) nowych.

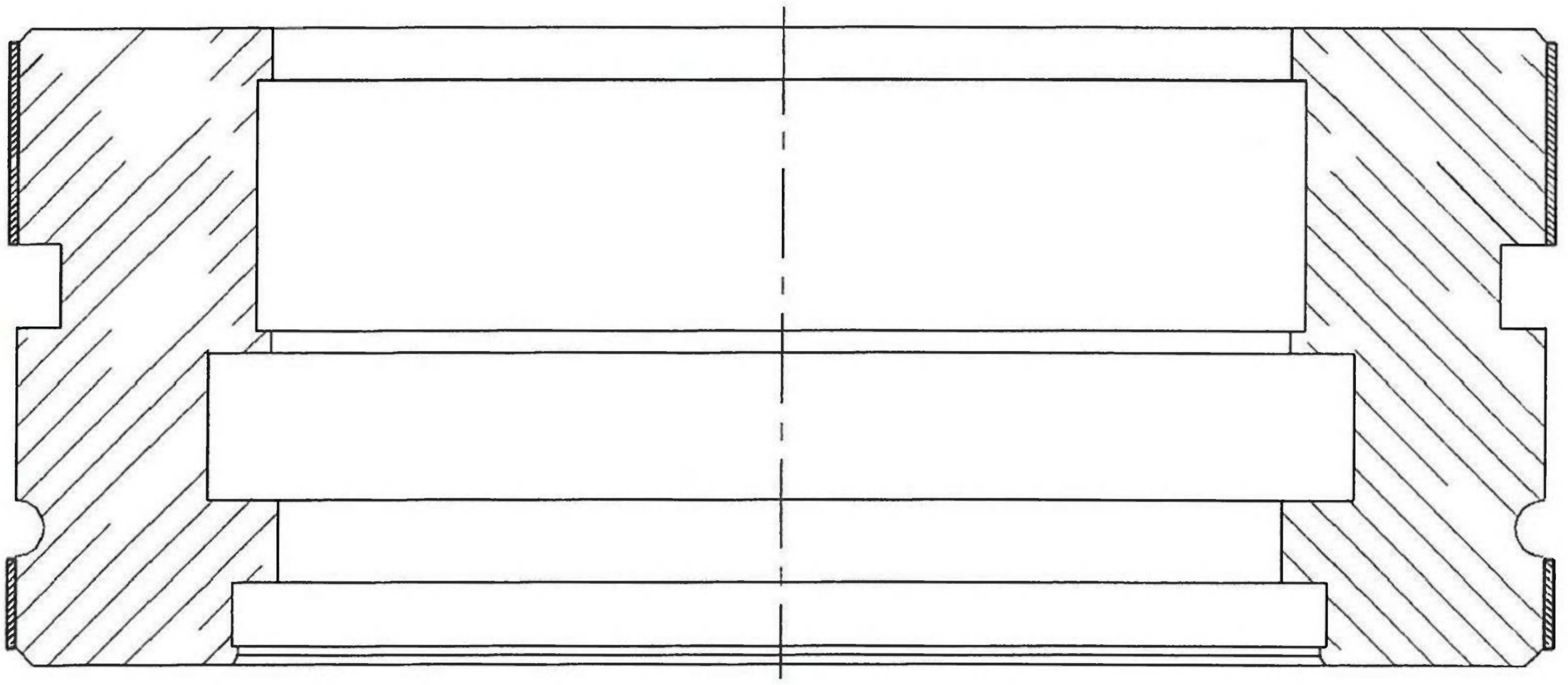
Tezę o niezaprzeczalnej perspektywie dynamicznego rozpowszechnienia tej nowej technologii uzasadniają:

— Realne, ale nie eksponowane dotychczas możliwości znaczącego podwyższenia cech wytrzymałościowych materiału powłoki przy równoczesnym zapewnieniu pełnej wykonalności i powtarzalności procesu technologicznego. Wielkość tego wzmocnienia dla rozwiązań specjalnych może nawet osiągnąć prawie 40% wzrost będący pewną umowną granicą realności realizacji tego procesu.

— Rzetelnie opracowane kalkulacje porównawcze wykonania pokryć „DURACHROM" z pokryciami galwanicznymi wskazują, że umowna cena jednostkowa 1 dm^2 powierzchni na poziomie ~4 zł/dm^2 wyraźnie preferuje powłoki „DURACHROM", ponieważ całkowicie niemożliwym jest utrzymanie się z taką ceną w odniesieniu do wykonania pokryć galwanicznych jeśli tylko postawić warunek utrzymania dla określonego rdzennika lub tłoczyska wymiaru sprzed regeneracji. Decyduje o tym konieczność uzupełnienia w procesie regeneracji uszkodzonego (skorodowanego) ubytku dodatkową warstwą materiału np. techniką napawania. Należy przy tym zauważyć, że dla pokryć ochronnych „DURACHROM" możliwym jest wyprowadzenie rdzenników lub tłoczysk z określonego podwymiaru do podwymiaru o jeden stopień wyższego. W szczególnych

przypadkach możliwym jest nawet wyprowadzenie określonego podwymiaru do wymiaru nominalnego.

— Brak ograniczeń w odniesieniu do cech geometrycznych tłoczysk i rdzenników w przedziale średnic ϕ 100—400 i długościach max do 1500 mm, których powierzchnie zewnętrzne można zabezpieczać według technologii „DURACHROM". Pewne uwarunkowania w stosowalności tej technologii wynikają prawie wyłącznie z analizy ekonomicznej, a w szczególności z analizy kosztów wykonania specjalistycznego oprzyrządowania odniesionych do wielkości zapotrzebowania (seria) na określony asortyment rdzenników z tymi pokryciami.
— Wstępne analizy i zrealizowane już prace technologiczne wskazują, że możliwym jest przeprowadzenie nowego oryginalnego procesu technologicznego nakładania pokryć ochronnych na wewnętrznych cylindrycznych powierzchniach roboczych w spodnikach i rdzennikach cylindrów hydraulicznych. Proces ten w znacznej mierze wykorzystujący doświadczenia technologii „DURACHROM" jest zdecydowaną alternatywą dla złomowania bardzo znaczącego odsetka tych podzespołów w których naprawy główne i bieżące wyczerpały posiadany przez nie zapas trwałości osiągając na średnicach wewnętrznych granicę nadwymiarowości. egzemplarzach takich spodników lub rdzenników po wprowadzeniu odpowiedniej grubości powłok możliwym będzie ponowne osiągnięcie wyjściowego wymiaru nominalnego o cechach nieograniczonego okresu potencjalnie możliwej eksploatacji (niezniszczalność). Szacuje się, że koszt takiego pokrycia mającego charakter odtworzeniowy nie powinien przekroczyć 35% kosztu wytworzenia nowego rdzennika lub spodnika.
— W trwającej aktualnie drugiej fazie optymalizacji technologii, wysiłki specjalistów koncentrują się na doskonaleniu składników tejże technologii w kierunku automatyzacji i robotyzacji niektórych czynności i zabiegów, prowadzące do racjonalizacji kosztów jednostkowych wykonania pokryć „DURACHROM", która albo uczyni je zdecydowanie konkurencyjnymi z galwanotechniką pod względem ekonomicznym albo też utrzyma aktualne proporcje cenowe pomiędzy tymi pokryciami, ale równocześnie pozwoli na istotną poprawę parametrów technicznych powłoki „DURACHROM" jak choćby znaczące podwyższenie jej cech wytrzymałościowych bądź też wyprowadzenie określonego rdzennika z tzw. głębokiego podwymiaru do nominału.
— Proces technologiczny „DURACHROM" jest praktycznie procesem całkowicie ekologicznym bezodpadowym, a niewielkie resztki blach o powierzchni kilku dm^2 pochodzące z rozkrojów arkuszy są wykorzystywane do innych procesów technologicznych np podczas regeneracji tulei uszczelniających (wg rys. 3), gdzie występuje potrzeba niwelacji usuniętych warstw uszkodzonego materiału w miejsce uciążliwego i powszechnie stosowanego jeszcze napawania. Skuteczne osiągnięcia w powyższym zakresie wydają się dobrze rokować dla konkurencyjności pozycji działalności firmy DOZUT-KOMAG w okresie bezpośrednio po przystąpieniu Polski do Wspólnoty Europejskiej.
— Poszukiwania przez użytkowników hydrauliki siłowej w krajach EWG alternatywnych dla galwanotechniki koncepcji zabezpieczeń antykorozyjnych powierzchni roboczych stojaków podobnych do technologii „DURACHROM". Są dowody, że najdalej mają te prace zaawansowane Niemcy i co trzeba podkreślić bazują one dokładnie na tych samych materiałach preferowanych przez DOZUT-KOMAG kierunkując się jednak na wpra-



Rys. 3. Tuleja uszczelniająco-centrująca

Fig. 3. Centring-stuffing box

sowywanie bądź wklejanie rur cienkościennych i według posiadanych informacji jedyną barierą w ich rozpowszechnieniu na rynku jest zdecydowanie za wysoki koszt w stosunku do galwanotechniki i pewne uciążliwości technologiczne w utrzymaniu powtarzalności procesu technologicznego, które te koszty powiększają.

Reasumując powyższe oceny i prognozy należy stwierdzić że są one wystarczającą rekomendacją dla uznania koncepcji technologicznej „DURACHROM" jako technologii przyszłości, która w horyzoncie najbliższych lat może zdominować rynek zabezpieczeń przeciwkorozyjnych podzespołów hydrauliki siłowej, a w szczególności górniczej.

5. Źródła efektywności stosowania nowego typu powłoki

Tytuł referatu pozwala postawić tezę, że pokrycia ochronne „DURACHROM" są technologią umożliwiającą obniżenie kosztów regeneracji stojaków.

Teza ta jest prawdziwa ale nie bezpośrednio w konfrontacji ze stosowaną jeszcze powszechnie galwanotechniką ponieważ w aktualnie rozwijanych technologiach remontów zaczyna zdecydowanie dominować schodzenie do kolejnych podwymiarów tłoczysk i rdzeników aż do wyczerpania się zapasów ich wytrzymałości konstrukcyjnej. Konsekwencją tego faktu jest w ostatecznym rozrachunku konieczność wykonania dla określonego egzemplarza stojaka, nowego rdzennika.

I to jest pierwsze źródło efektywnego obniżenia kosztu remontu stojaków wynikające ze stosowania powłoki „DURACHROM", która zdecydowanie zatrzymuje proces wyczerpywania się zapasu wytrzymałości określonego rdzennika wykluczające oczywiście potrzebę wykonania nowego podzespołu.

Zasadniczy składnik efektywnego zastosowania pokryć „DURACHROM" powstaje jednak nie w jednostkach przeprowadzających remonty stojaków ale u użytkownika czyli w zakładach górniczych (kopalniach).

Wszelkie dyskusje o sposobach poprawy sytuacji ekonomicznej w tych zakładach, kończą się zwykle na wątku wskazującym na potrzebę zredukowania jednostkowych kosztów wydobycia węgla których bardzo znaczącym składnikiem są bieżące remonty i naprawy zespołów hydrauliki siłowej. W górnictwie w skali roku regeneruje się kilkadziesiąt tysięcy stojaków i kilkaset tysięcy cylindrów hydraulicznych obudów zmechanizowanych.

Na koszt tych remontów i napraw składa się — oprócz samego remontu — wiele czynności związanych z wyprowadzeniem tych zespołów na powierzchnię i ich ponownym zabudowaniem, co według szacunkowych wyliczeń skutkuje dla jegdnego egzemplarza stojaka ceną około 2 tys. zł/szt., a dla cylindra (np. przesuwnika) około 1 tys. zł/szt.

Oprócz wysokich kosztów remontów bardzo ważna jest ich częstotliwość. Zwiększając bowiem trwałość cylindrów (siłowników) hydraulicznych zwiększamy okresy między remontami, a tym samym obniżamy koszty wydobycia węgla.

Z naszych wieloletnich obserwacji (dostarczamy uszczelnienia dla górnictwa od ponad dwudziestu lat!) wynika, że jednym z podstawowych czynników wpływających na trwałość cylindra jest jakość powłok ochronnych. Trwałość galwanicznych, powszechnie jeszcze stosowanych powłok ochronnych ocenia się średnio na nieco powyżej 12 miesięcy!

Wystarczy więc przedłużyć ten okres do 24 miesięcy, aby obniżyć koszty remontów cylindrów o połowę!

I tak przy eksploatacji hydrauliki siłowej z powłokami galwanicznymi w skali jednej tylko kopalni w okresie dwóch lat koszty remontów wyniosą szacunkowo około 8 mln zł. Kwota ta została wyliczona przy następujących założeniach:

— 1000 stojaków/rok — po 2 tys. zł = 2 mln zł/rok

— 2000 przesuwników i siłowników korygujących/rok — po 1 tys. zł = 2 mln zł/rok

Z tego uproszczonego rachunku wynika, że przez 2 lata można (wydłużając okres eksploatacji cylindrów do 24 miesięcy) zaoszczędzić 4 mln złotych. Jeśli więc kopalnia wydobywa np. 2 mln ton węgla rocznie to uzyska obniżenie kosztu wydobycia 1 tony o 1 zł!

Powyższy wywód nie jest bynajmniej jedynie teoretyczną spekulacją!!

Wdrażane od ponad trzech lat nowe pokrycia ochronne gładzi roboczych cylindrów (siłowników) hydraulicznych technologii „DURACHROM" już wypełniły założony cel, jakim jest minimum 24-miesięczny okres niezawodnej eksploatacji.

Ponad 6 tysięcy stojaków (~9 tysięcy rdzenników) z takimi powłokami pracuje w kopalniach głównie Nadwiślańskiej Spółki Węglowej i Jastrzębskiej Spółki Węglowej. Co miesiąc liczba ta wzrasta o około 300—400 następnych egzemplarzy stojaków i podpór.

Co przeszkadza aby powiększyć tę produkcję do 800—1000 sztuk/miesiąc ? Pozornie nic: wystarczy zgłosić się do przetargu, wygrać go i zrealizować kontrakt stosownie do dysponowanych mocy wytwórczych.

Problemy wynikają głównie z braku możliwości dokonania rzetelnej oceny rzeczywistej wartości technicznej nowego produktu a także uciążliwej windykacji należności w ciągle skomplikowanej sytuacji panującej w górnictwie węglowym. Do tego dochodzą względy obiektywne, jak ogromna konkurencja w obszarze remontów hydrauliki siłowej, gdzie dominuje konieczność konfrontacji z ofertami najtańszymi (niekoniecznie najlepszymi technicznie!), „ustawiającymi" niestety przetargi, oraz niczym nieuzasadniona nieufność w stosunku do nowych produktów.

Ci, którzy uczynili pierwszy krok pozyskując powłoki „DURACHROM" już są wygrani! Ich sukces, polegający na redukcji kosztu wydobycia z tego tytułu już się rozpoczął.

Pokrycia ochronne według technologii „DURACHROM" opracowała i wykonuje seryjnie „DOZUT-KOMAG" Sp. z o.o., jednostka wyodrębniona niedawno z Centrum Mechanizacji Górnictwa „KOMAG", stale rozszerzająca swoje zdolności produkcyjne.

6. Podsumowanie

Prezentowana publikacja pozbawiona szczegółowych opisów technologicznych i badawczych stanowi pierwszą komercyjną formułę stosowania nowej koncepcji zabezpieczenia zewnętrznych powierzchni roboczych cylindrów hydraulicznych o nazwie „DURACHROM".

Uzyskane dotychczas rezultaty techniczne i skala produkcji pokryć „DURACHROM" zdecydowanie zasługują na rozpowszechnienie głównie ze względu na możliwość zahamowania procesu degradacji rdzenników spowodowanego koniecznością uzyskiwania kolejnych progów podwymiarowości (przetaczania rdzenników na coraz mniejsze średnice) w ramach technologii opartych na galwanotechnice. Całkowite wyeliminowanie tego zjawiska w przypadku stosowania pokryć „DURACHROM" zdecydowanie wydłuży średnie okresy bezawaryjnej eksploatacji kompleksów ścianowych.

Powszechne stosowanie tej oryginalnej koncepcji wykonania pokryć ochronnych zespołów hydrauliki siłowej pozwoli na zdecydowane obniżenie kosztu jednostkowego wydobycia węgla nawet powyżej jednej złotówki PLN na każdej tonie urobku.

Dotychczasowa aplikacja pokryć „DURACHROM" w szczególności w obszarze stojaków i podpór hydraulicznych górniczych obudów zmechanizowanych, a przede wszystkim skala trwającej produkcji i potwierdzone już okresy niezawodnej eksploatacji, które dla dużego odsetka przekroczyły już 20 miesięcy zdają się świadczyć o pewnym przełomie w strategii rozwijania technologii pokryć ochronnych w górniczej hydraulice siłowej. Prace te powinny być ukierunkowane na:

— dążeniu do sukcesywnego obniżania cen jednostkowych pokryć „DURACHROM" w szczególności dla tłoczysk i rdzenników o mniejszych niż w stojakach powierzchniach roboczych, głównie poprzez automatyzację procesu technologicznego;
— podjęciu prac nad opracowaniem procesu technologicznego „DURACHROM" z przeznaczeniem na wewnętrzne powierzchnie robocze rur cylindrów (spodniki) oraz rdzenników cylindrów hydraulicznych.

Literatura

[1] Wencel H., 1998: *„DURACHROM" czyli nowa jakość w powłokach ochronnych cylindrów hydraulicznych*, artykuł, Czystsza Produkcja w Polsce. Czasopismo Naukowo-Techniczne 6/98, Warszawa.

[2] Meder A., Wencel H., 2000: *Pokrycia ochronne "DURACHROM"— optymalizacja procesu technologicznego*, referat, Międzynarodowa konferencja CYLINDER 2000 „Badania, konstrukcja, wytwarzanie i eksploatacja układów hydraulicznych" Szczyrk.

[3] Meder A., Wencel H., 2001: *Niektóre uwarunkowania technologiczne i eksploatacyjne stosowalności ekologicznych pokryć ochronnych „DURACHROM"*, artykuł, Czystsza Produkcja w Polsce. Czasopismo Naukowo-Techniczne 3/2001, Warszawa.

[4] Meder A., Wencel H., 2001: *„DURACHROM" technologia przyszłości"*, komunikat, Międzynarodowa konferencja CYLINDER 2001 „Badania, konstrukcja, wytwarzanie i eksploatacja układów hydraulicznych" Szczyrk.

New technology protective coatings production "DURACHROM" — feasible possibilities of cheap regeneration of hydraulic props

Abstract

In the face of higher energy cost and ecological arduousness in industrial regions, electroplating will be successively replaced by other new technologies developed to obtain protective coatings. The paper describes one of such concepts witch has been effectively implemented for the regeneration processes of outer cylindrical working surfaces in mine hydraulic units, especially legs and supports.

The measure of implementation effectiveness of new original technique, under the trade mark "DURACHROM", for protective coatings is a decided extension of their life, exceeding 24-month period of reliable operation in toughest underground conditions.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1067—1078

Andrzej STRUMIŃSKI
Wydział Górniczy, Politechnika Wrocławska, Wrocław

Drogi obniżania kosztów przewietrzania kopalń LGOM

Słowa kluczowe

Koszty przewietrzania – optymalizacja – modernizacja sieci wentylacyjnych

Streszczenie

Przez sieci wentylacyjne kopalń LGOM-u przepływa łącznie w ciągu doby około 640 tys. ton powietrza. Transportowanie takich mas powietrza przez wyrobiska górnicze wymaga dużych mocy głównych stacji wentylatorowych oraz wielu regulatorów rozpływu powietrza w podziemiach kopalń. Generuje to duży koszt energii elektrycznej w procesie przewietrzania. Dla obniżenia tego kosztu w artykule sugeruje się m.in. konieczność prowadzenia bieżących analiz i weryfikacji intensywności przewietrzania wyrobisk górniczych, likwidacji zbędnych wyrobisk, optymalizacji rozpływów powietrza z uwagi na koszt przewietrzania oraz radykalnego uproszczenia kopalnianych sieci wentylacyjnych.

1. Wstęp

Przewietrzanie kopalń rud miedzi w Legnicko Głogowskim Okręgu Miedziowym należy do trudnych problemów technicznych i organizacyjnych.

Prowadzenie eksploatacji złóż na dużych głębokościach, niekorzystne geotermiczne warunki zalegania złoża, systemy eksploatacji wymagające wykonywania i utrzymywania dużej liczby wyrobisk chodnikowych oraz szerokie stosowanie maszyn górniczych napędzanych silnikami spalinowymi jest powodem występowania poważnych trudności w zapewnieniu właściwych warunków wentylacyjno-klimatycznych w wielu rejonach tych kopalni.

Dla zwalczania trudnych warunków pracy w kopalniach LGOM-u stosuje m.in. bardzo duże strumienie objętości powietrza. Masy transportowanego powietrza przez poszczególne kopalnie wielokrotnie przewyższają masy rudy wydobywanej w ciągu doby.

Okazuje się jednak, że olbrzymie masy powietrza doprowadzane do kopalń rud miedzi w LGOM-ie nie zawsze umożliwiają uzyskanie poprawnych warunków pracy. Wiąże się to m.in. z nadzwyczaj rozbudowanymi i skomplikowanymi sieciami wentylacyjnymi oddziałów eksploatacyjnych oraz często z niewłaściwą regulacją rozpływu powietrza w tych sieciach. W wymienionych kopalniach są stosowane wentylatory wolnostrumieniowe, które najczęściej służą tylko do lokalnej poprawy intensywności przewietrzania robót górniczych. Jednak wen-

tylatory te napędzane są silnikami elektrycznymi o znacznym poborze mocy. Ponadto przy dużej liczbie regulatorów, a zwłaszcza wentylatorów, utrudnione jest panowanie nad wentylacją i w znaczny sposób zwiększa się koszt przewietrzania kopalni. Dlatego też jest w pełni zasadne poszukiwanie nowych dróg do zwiększenia efektywności przewietrzania robót górniczych przy równoczesnym ciągłym obniżaniu kosztów przewietrzania kopalń LGOM-u.

2. Sposoby wymuszania rozpływów powietrza w sieciach wentylacyjnych kopalń LGOM-u

W kopalniach LGOM-u działają dwu i trójwentylatorowe stacje głównego przewietrzania o dużych spiętrzeniach i wydajnościach oraz mocach sięgających kilkutysięcy kilowatów. Wentylatory głównego przewietrzania łączone są równolegle, co jest uzasadnione koniecznością zapewnienia dużych ilości powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych. W stacjach trójwentylatorowych zwykle czynne są dwa wentylatory a trzeci stanowi rezerwę. Jeśli ma miejsce praca wszystkich wentylatorów stacji w rezerwie pozostaje silnik, wał i wirnik.

Podstawowe parametry stacji wentylatorowych zainstalowanych przy szybach wydechowych kopalń Lubin, Polkowice-Sieroszowice i Rudna podano w tabeli 1.

Tabela 1. Zestawienie parametrów punktów pracy głównych stacji wentylatorowych w kopalniach LGOM-u

Table 1. Parameters of operation stands of central fans of ventilation stations in LGOM mines

Kopalnia	Stacja wentylatorowa przy szybie wydechowym	Parametry punktu pracy stacji wentylatorowej		
		wydajność $\dot{V}$	spiętrzenie Δp_c	sprawność η
		m^3/s	Pa	%
O/ZG Lubin	L-III	400	4 100	83
	L-IV	400	3 700	79
	L-V	500	4 000	75
O/ZG Polkowice-Sieroszowice	SW-3	1 100	4 900	66
	P-IV	400	4 900	75
	P-VI	300	3 200	63
	P-VII	700	4 300	82
	SG-2 poz. 1050 m	200	2 400	67
O/ZG Rudna	R-V	1 150	3 700	82
	R-VIII	1 100	3 200	85
	R-X	1 150	3 000	78

W kopalniach LGOM-u stosowana jest mieszana regulacja rozpływu powietrza, w której oprócz tam dławiących i wentylatorów pomocniczych są stosowane wentylatory swobodne.

Stosowana jest tzw. hierarchiczna regulacja rozpływu powietrza, przy czym istnieje tendencja do tworzenia czterech poziomów regulacji (Strumiński 2000).

W praktyce kopalń LGOM-u często dla lokalnej poprawy przewietrzania wyrobisk górniczych stosowane są wentylatory swobodne. Jednak zazwyczaj zainstalowanie takiego wentylatora w jednym wyrobisku poprawia wprawdzie przewietrzanie tego wyrobiska ale pogarsza przewietrzania innych wyrobisk. To z kolei zmusza służby wentylacyjne kopalń do stosowania dalszych regulatorów rozpływu powietrza itd. (Strumiński 2000).

Ten sposób postępowania wiąże się z utrzymywaniem w podziemiach kopalń LGOM-u dużej liczby regulatorów, a zwłaszcza wentylatorów swobodnych. Tak na przykład wg. danych z października 2001 r. w kopalniach LGOM-u łącznie do regulacji rozpływu powietrza stosowano 782 wentylatory podziemne, przy czym w kopalni Rudna — 340 wentylatorów, w kopalni Polkowice-Sieroszowice — 261 oraz w kopalni Lubin — 181 wentylatorów.

Moce silników napędzających te wentylatory są rzędu kilkunastu lub kilkudziesięciu kilowat. Należy także podkreślić, że do regulacji rozpływu powietrza w kopalniach LGOM-u są stosowane również tamy dławiące (regulacyjne). Ich liczbę ocenia się również na około 800 szt.

W przewietrzaniu kopalni, obok rozpływu wymuszonego, wyróżnia się rozpływ naturalny i swobodny (Strumiński, Madeja-Strumińska 1998).

Rozpływ naturalny występuje wówczas, gdy przepływ powietrza w wyrobiskach odbywa się pod wpływem działania czynników naturalnych, takich jak np. temperatura, zmiana składu chemicznego powietrza kopalnianego itp.

Jeśli do przewietrzania kopalni stosuje się wentylatory, to realizowane jest przewietrzanie mechaniczne (sztuczne).

W praktyce wyróżnia się także tzw. rozpływ swobodny, przez który rozumie się rozpływ powietrza jaki występuje przy czynnych lub unieruchomionych wentylatorach głównych bez stosowania specjalnych urządzeń wentylacyjnych ułatwiających (wentylatory pomocnicze, wentylatory swobodne) bądź utrudniających (tamy dławiące) przepływ powietrza w wyrobiskach górniczych.

W praktyce dużych, złożonych sieci wentylacyjnych instalacja i utrzymanie urządzeń wentylacyjnych służących do regulowania rozpływów powietrza wymaga znacznych nakładów finansowych. Ponadto przy dużej liczbie tych urządzeń mogą wystąpić poważne trudności ruchowe w uzyskaniu i utrzymaniu wymaganej intensywności przewietrzania wszystkich wyrobisk górniczych.

Przy stosowaniu swobodnego rozpływu powietrza w kopalnianej sieci wentylacyjnej nie występują żadne trudności z realizacją tego rozpływu, a ponadto ten rodzaj przewietrzania charakteryzuje się największą efektywnością ekonomiczną i zapewnia duże bezpieczeństwo załodze dołowej.

Jeśli przepływ powietrza w kopalni odbywa się wyłącznie pod wpływem czynników naturalnych, to jest on najbardziej ekonomiczny, gdyż nie wymaga stosowania żadnych urządzeń wentylacyjnych ani na powierzchni ani na dole kopalni.

Przepływ powietrza w kopalni pod wpływem czynników naturalnych, czyli tzw. ciągu naturalnego (depresji naturalnej), jest więc optymalny pod względem energetycznym, gdyż odbywa się on pod wpływem energii dostarczanej przez samą przyrodę i za tą energię nic nie płacimy. W kopalniach głębokich pod wpływem czynników naturalnych może przepływać nawet 20—30% powietrza płynącego przez kopalnię przy działaniu wentylatorów głównego

przewietrzania. Jest oczywiste, że w pewnych przypadkach działanie ciągu naturalnego moż utrudniać przepływ powietrza w określonych wyrobiskach górniczych. Ma to miejsce wówczas gdy źródło mechanicznej depresji (np. wentylatora) wywołuje przepływ powietrza w wyrobisku górniczym przeciwny do działania lokalnej depresji naturalnej. Wspomaganie przepływu powietrza natomiast występuje wówczas, gdy działanie obu źródeł jest zgodne, tzn. takie, przy którym oba źródła depresji wywołują ten sam kierunek przepływu powietrza w bocznicy sieci wentylacyjnej. Dlatego też w celu możliwie najlepszego wykorzystania darmowej energii przyrody, przy projektowaniu i realizowaniu rozpływów wymuszonych powietrza w sieciach wentylacyjnych kopalń głębokich i gorących, należy dbać o to, by możliwie we wszystkich bocznicach sieci kierunki działania ciągu naturalnego były zgodne z kierunkami działania źródeł depresji mechanicznych.

Współcześnie we wszystkich kopalniach głębinowych jest stosowana wentylacja sztuczna (mechaniczna), na ogół o dużych a nawet bardzo dużych mocach wentylatorów głównego przewietrzania i dużej liczbie regulatorów rozpływu powietrza.

W związku z tym konieczne jest dążenie do optymalizacji wymuszanych rozpływów powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych (Strumiński, Madeja-Strumińska 1998). Najczęściej przez optymalny, wymuszony rozpływ powietrza rozumie się taki rozpływ, który nie tylko umożliwia zapewnienie żądanej intensywności przewietrzania robót górniczych, ale także jest najlepszy z punktu widzenia wybranego kryterium optymalizacyjnego.

W szczególności w kopalniach LGOM-u jedną z dróg mogących prowadzić do obniżenia kosztów ich przewietrzania może być optymalizacja rozpływów powietrza w aspekcie minimalizacji kosztów energii zużywanej na przewietrzanie dołowych wyrobisk górniczych.

3. Koszt energii zużywanej na przewietrzanie kopalń LGOM-u

Koszt energii elektrycznej zużywanej na wentylację główną w kopalniach LGOM-u można wyznaczyć w oparciu o sumaryczną moc silników napędzających wentylatory głównego przewietrzania oraz jednostkowy koszt tej energii.

Moc elektryczną pobieraną przez silniki napędzające wentylatory główne można wyznaczyć ze wzoru (norma BN-73/8900-04):

$$N = k_z \frac{\dot{V}\Delta p_c}{1000\eta_w\eta_p} \tag{1}$$

gdzie:

- N — moc czynna silnika napędowego wentylatora [kW],
- k_z — współczynnik zapasu uwzględniający możliwe odchyłki parametrów wentylatora i sieci wentylacyjnej od wartości stałych, $k_z = 1{,}05 - 1{,}50$,
- $\dot{V}$ — wydajność wentylatora [m^3/s],
- Δp_c — spiętrzenie całkowite stacji wentylatorowej,
- η_w — sprawność silnika wentylatora,
- η_p — sprawność przekładni wentylatora.

Biorąc pod uwagę dane zestawione w tabeli 1 oraz przyjmując $k_z - 1{,}15$ i $\eta = \eta_w \eta_p$ ze wzoru (1) uzyskano następujące moce czynnych silników stacji wentylatorowych w kopalniach LGOM-u:

— O/ZG Lubin

$$N_L = 7500 \text{ kW}$$

— O/ZG Polkowice-Sieroszowice

$$N_{PS} = 19\,200 \text{ kW}$$

— O/ZG Rudna

$$N_R = 15\,800 \text{ kW}$$

Tak więc sumaryczna moc czynnych silników elektrycznych napędzających wentylatory główne w kopalniach LGOM-u wynosi N = 42 MW.

Według danych uzyskanych z ww. kopalń średni koszt 1 kW·h energii elektrycznej wynosi około 0,16—0,17 zł.

Jeżeli przyjmie się, że cena jednostkowa energii elektrycznej wynosi 0,17zł za 1 kW·h, to koszt tej energii dla silnika o mocy 1 kW napędzającego wentylator przy nieprzerwanej pracy w ciągu roku wynosi

$$1 \text{ kW} \cdot 8760 \text{ h} \cdot 0{,}17 \text{ zł/kW·h} = 1489{,}2 \text{ zł}$$

Tak więc całkowity koszt energii elektrycznej zużywanej w ciągu roku na wentylację główną w LGOM-ie wynosi około 63,3 mln zł, przy czym w O/ZG Lubin koszt ten kształtuje się na poziomie 11,2 mln zł, w O/ZG Polkowice-Sieroszowice — 28,6 mln zł oraz w O/ZG Rudna — 23,5 mln zł.

Przyjmując dalej, że moc jednego wentylatora podziemnego stosowanego do regulacji rozpływu powietrza w kopalniach LGOM-u wynosi średnio tylko około 10 kW, a jego sprawność $\eta = 0{,}85$ można obliczyć moc elektryczną niezbędną do napędu tych wentylatorów:

— O/ZG Lubin

$$N_{Lr} = 181 \cdot 10/0{,}85 = 2130 \text{ kW}$$

— O/ZG Polkowice-Sieroszowice

$$N_{PSr} = 261 \cdot 10/0{,}85 = 3070 \text{ kW}$$

— O/ZG Rudna

$$N_{Rr} = 340 \cdot 10/0{,}85 = 4000 \text{ kW}$$

Biorąc pod uwagę, że za 1 kW·h energii elektrycznej i w tym przypadku trzeba płacic 0,17 zł, utrzymywanie nieprzerwanej pracy w ciągu roku wentylatorów do regulacji rozpływu powietrza w LGOM-ie kosztuje łącznie około 13,7 mln w skali jednego roku. Jeśli dodatkowo uwzględni się, że w kopalniach tych są stosowane tamy dławiące, w których ma miejsce określona dyssypacja energii użytecznej, za którą także trzeba płacić, to ogólnie można ocenić, iż koszt regulacji rozpływu powietrza w kopalniach rud miedzi wynosi około 30 mln zł w skali jednego roku.

Łącznie więc koszt energii zużywanej na przewietrzanie ww. kopalń oraz regulację rozpływów powietrza w skali roku wynosi ponad 90 mln złotych. Ponadto utrzymywanie w kopalniach LGOM-u dużej liczby wyrobisk, którymi przepływa powietrze, a w szczególności mocno rozbudowanych oddziałowych sieci wentylacyjnych, w których liczba bocznic wentylacyjnych wynosi nawet kilkaset oraz utrzymywanie dużej liczby tam dławiących przepływ powietrza oczywiście znacznie podraża koszt przewietrzania wymienionych kopalń.

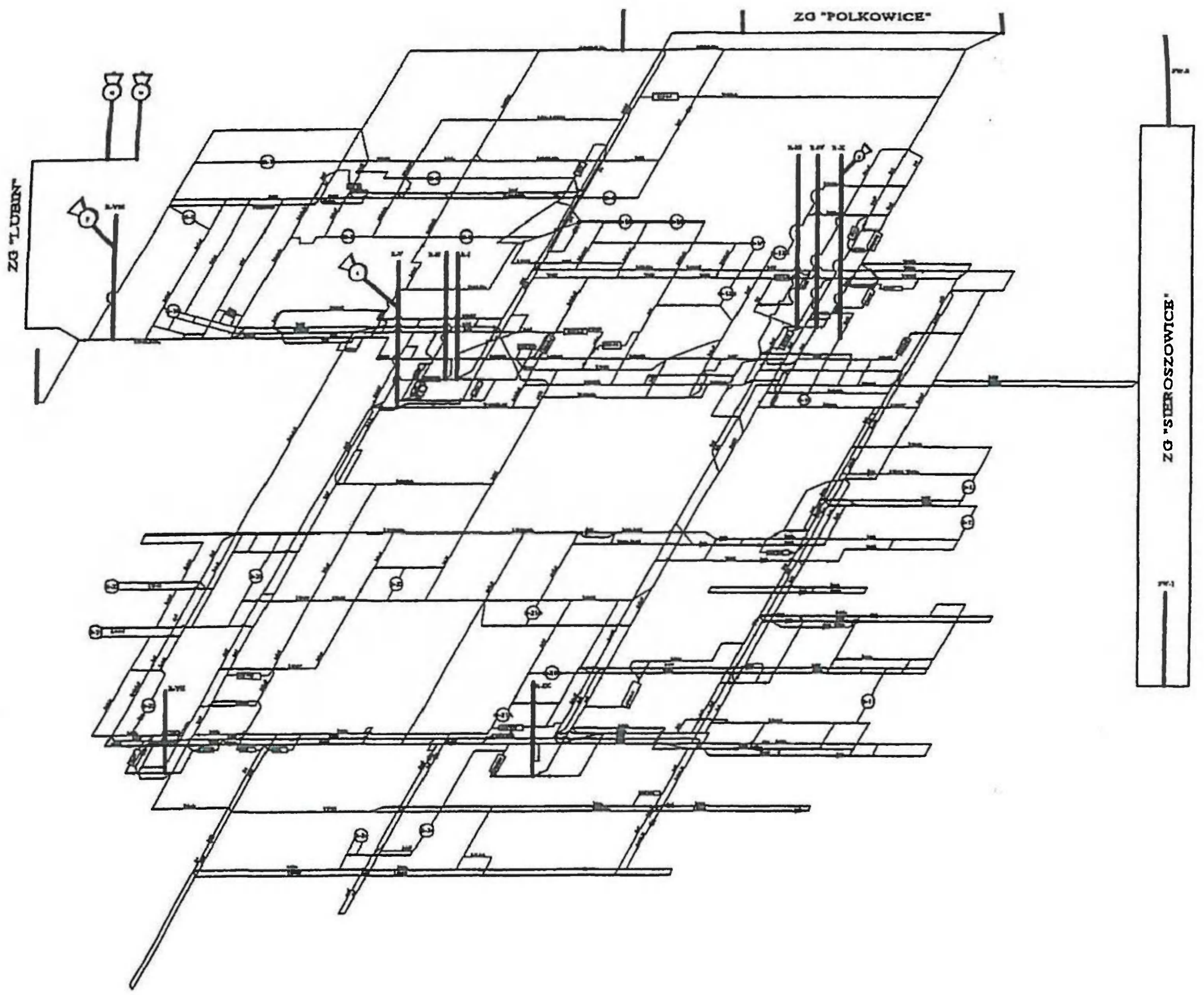
Według danych uzyskanych z kopalń LGOM-u koszta wentylacji w ogólnych kosztach wydobycia rudy miedzi wynosi od 8 do 10%.

W skali rocznej, jak to już wyżej wykazano, są to duże koszty i staje się koniecznością podejmowania wszelkich działań zmierzających do ich obniżenia.

4. Działania zmierzające do obniżenia kosztów przewietrzania kopalń rud miedzi

Charakterystyczną cechą strukturalną sieci wentylacyjnych kopalń rud miedzi w LGOM-ie jest występowanie dużej liczby wyrobisk chodnikowych przygotowawczych i rozcinkowych oraz wyrobisk eksploatacyjnych.

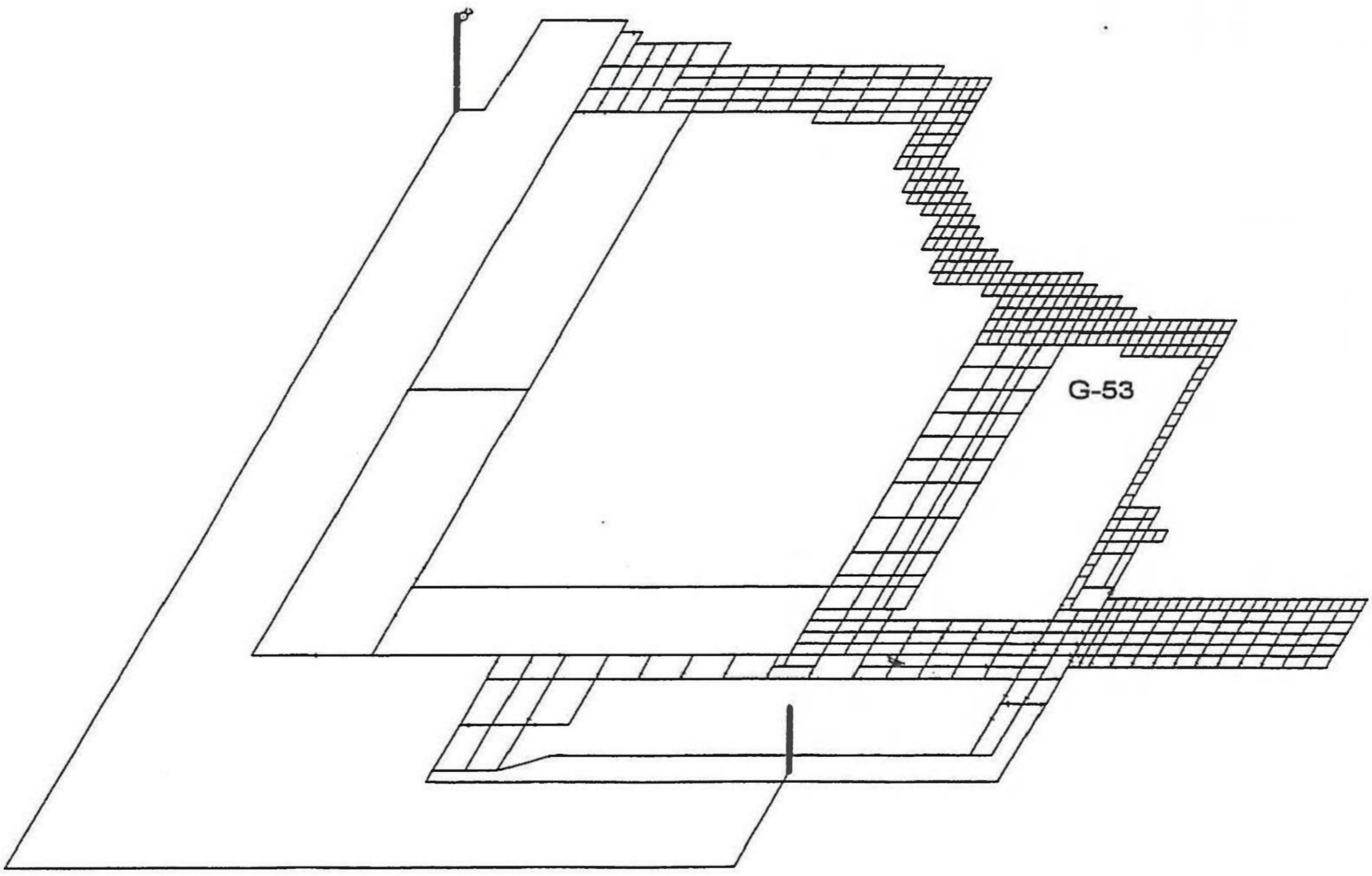
Obecnie w kopalniach LGOM-u jest czynnych 17 szybów wdechowych i 11 szybów wydechowych, przy czym łącznie do kopalń tych wpływa około 400 000 m^3/min powietrza świeżego. Obecnie sieci tych kopalń są bardzo złożone i skomplikowane. Złożoność struktur sieci wentylacyjnych kopalń LGOM-u przykładowo obrazuje schemat przestrzenny sieci wentylacyjnej O/ZG Rudna (rys. 1).



Rys. 1. Schemat przestrzenny sieci wentylacyjnej O/ZG Rudna (Strumiński 2000)

Fig. 1. Spatial diagram of ventilation network in "Rudna" mine (Strumiński 2000)

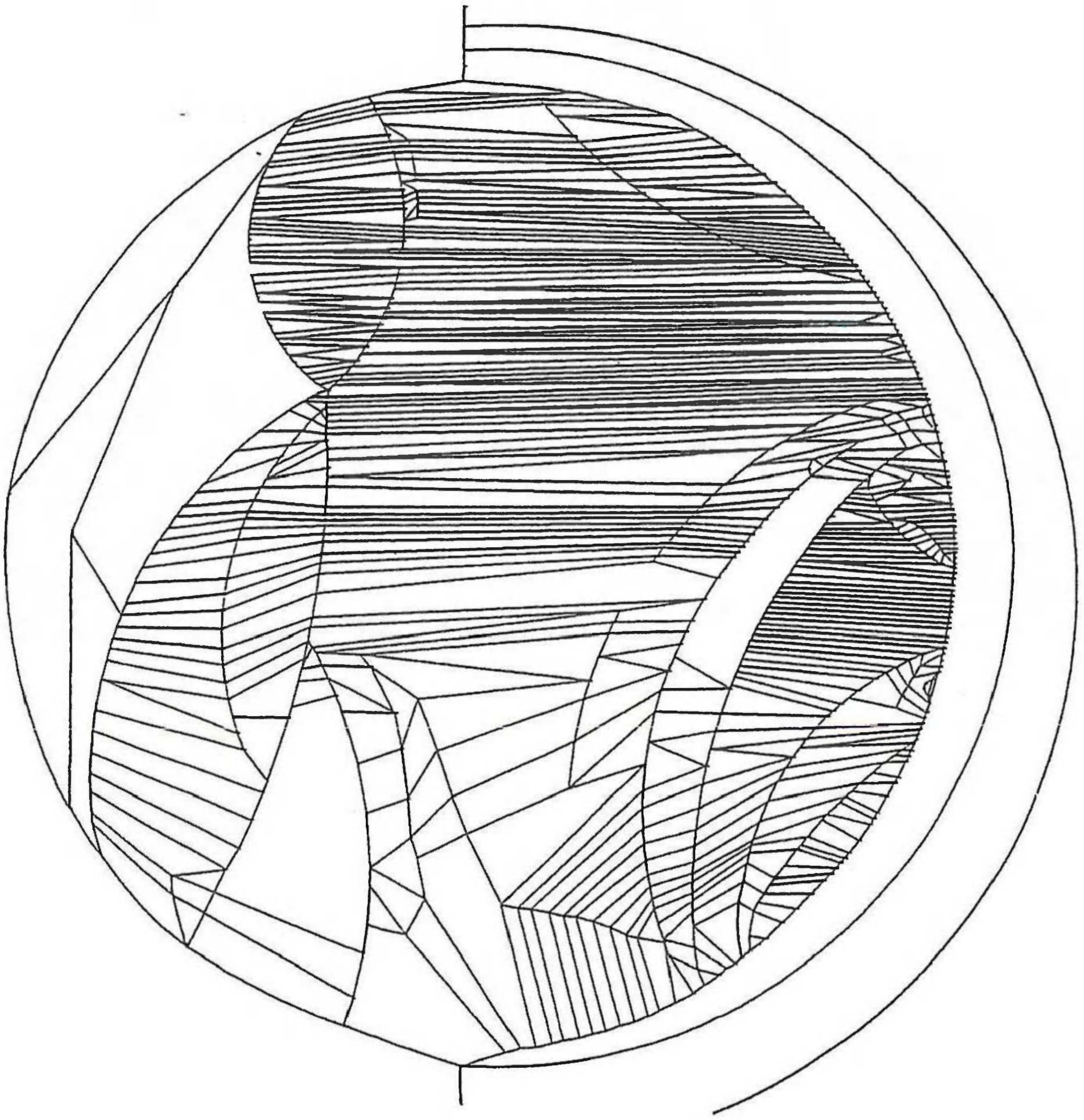
Złożoność oddziałowych sieci wentylacyjnych obrazują rysunki 2 i 3. Z wymienionych rysunków wynika, że sieci wentylacyjne oddziałów eksploatacyjnych charakteryzują się wielką liczbą wyrobisk, którymi płyną zależne, przekątne, mało stabilne prądy powietrza mogące łatwo zmieniać kierunek przepływu. Analiza sieci wentylacyjnej przedstawionej na rysunku 2 wykazała, że w oddziale tym występowało ponad 1000 bocznic, przy czym łączna długość wszystkich wyrobisk, którymi mogło płynąć powietrze wynosiła 18 km. Jest oczywiste, że przy tak rozległych sieciach wentylacyjnych muszą występować trudności w przewietrzaniu oddziałów, nawet przy dużych strumieniach objętości powietrza wpływającego do oddziałów i utrzymywaniu dużej liczby regulatorów rozpływu powietrza. Okazuje się bowiem, że nawet przy strumieniach objętości powietrza rzędu 5000—7000 m^3/min, w niektórych wyrobiskach wewnątrz oddziałów wydobywczych albo występuje bezruch powietrza lub zaledwie znikomy jego przepływ. Obserwuje się także przepływ przez zroby (recyrkulację powietrza), co powoduje dołączanie się do powietrza przepływającego przez front eksploatacyjny, powietrza (gazów zrobowych) o wysokiej temperaturze, zbliżonej do temperatury pierwotnej górotworu.



Rys. 2. Schemat przestrzenny przykładowego oddziału w kopalni Polkowice-Sieroszowice (Strumiński 2000)

Fig. 2. Spatial diagram of hypothetical mining panel in "Polkowice-Sieroszowice" mine (Strumiński 2000)

Dla lokalnej poprawy warunków klimatycznych oraz intensywności przewietrzania robót górniczych w oddziałach eksploatacyjnych, jak to już wspomniano, powszechne zastosowanie znajdują podziemne wentylatory swobodne (wolnostrumieniowe). Jednak wentylatory te tylko lokalnie zwiększają intensywność przewietrzania wyrobisk górniczych, generalnie jednak powodują chaos wentylacyjny w oddziałach eksploatacyjnych i utrudniają panowanie nad ich przewietrzaniem.



Rys. 3. Schemat kanoniczny przykładowego oddziału w kopalni Polkowice-Sieroszowice (Strumiński 2000)

Fig. 3. Canonical diagram of hypothetical mining panel in "Polkowice-Sieroszowice" mine (Strumiński 2000)

Warunki klimatyczne w kopalniach LGOM-u są kształtowane przez: duże głębokości eksploatacji złożą miedzi z czym wiąże się wysoka temperatura pierwotna skał, duże odsłonięte powierzchnie skalne pozostające w kontakcie z przepływającym powietrzem, powszechne stosowanie maszyn górniczych napędzanych silnikami spalinowymi oraz duże moce silników elektrycznych instalowanych na dole kopalń, przy czym pogarsza je jeszcze obecność gazów toksycznych i pyłów w przepływającym powietrzu.

W kopalniach LGOM-u w świetle wyżej wymienionych uwarunkowań (Strumiński 1999) jest zasadne stosowanie intensywnego przewietrzania robót górniczych. Jednak wobec transportowania przez kopalniane sieci wentylacyjne olbrzymich mas powietrza jest konieczne przeprowadzanie okresowych analiz zapotrzebowania powietrza w określonych rejonach kopalni. Przy tej analizie można m.in. korzystać z pracy (Madeja-Strumińska i in. 2000), w której przedstawiono sposoby wyznaczania niezbędnych strumieni objętości powietrza ze względu na jego skład, temperaturę i intensywność chłodzenia. Przy wyznaczaniu tymi sposobami niezbędnych ilości powietrza, w wyrobiskach górniczych są zachowane przepisy górnicze (Roz-

porządzenie MPiH 1995) dotyczące składu chemicznego, temperatury i intensywności chłodzenia powietrza kopalnianego. Jeśli w oparciu o przeprowadzoną analizę okaże się, że do niektórych wyrobisk ze względu na przepisy górnicze doprowadza się zbyt dużo powietrza, a do innych dopływa zbyt mało tego powietrza, to będzie konieczne przeprowadzenie optymalizacji regulacji rozprowadzenia powietrza w takiej sieci wentylacyjnej, tak aby we wszystkich wyrobiskach ilość powietrza zapewniała spełnienie przepisów górniczych odnośnie do jego składu, temperatury oraz intensywności chłodzenia.

Z uwagi na potrzebę obniżenie kosztów przewietrzania kopalń LGOM-u wspomniana optymalizacja powinna zapewnić taki rozpływ powietrza, aby był on optymalny ze względu m.in. na koszt energii zużywanej na regulację tego rozpływu (Madeja-Strumińska i in. 2000).

Optymalizując rozpływ powietrza w kopalnianej lub oddziałowej sieci wentylacyjnej metodą omówioną ww. pracy wychodzi się z prawa dla oczek sieci (II prawa Kirchhoffa)

$$\begin{aligned}
&\varepsilon_{11}\Delta l_{fv1} + \varepsilon_{12}\Delta l_{fv2} + \ldots + \varepsilon_{1b}\Delta l_{fvb} + u_1 = 0 \\
&\varepsilon_{21}\Delta l_{fv1} + \varepsilon_{22}\Delta l_{fv2} + \ldots + \varepsilon_{2b}\Delta l_{fvb} + u_2 = 0 \\
&\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \\
&\varepsilon_{m1}\Delta l_{fv1} + \varepsilon_{m2}\Delta l_{fv2} + \ldots + \varepsilon_{mb}\Delta l_{fvb} + u_m = 0
\end{aligned} \tag{2}$$

gdzie:

$\varepsilon_{\mu\beta}$ — czynnik znakowy, który ma wartość +1, jeśli kierunek przepływu powietrza w bocznicy β (β= 1, 2, ..., b) oczka wewnętrznego μ (μ = 1, 2, ..., m) jest zgodny z przyjętym a priori kierunkiem przemieszczania się po obwodzie tego oczka, wartość –1, jeśli kierunki te nie są zgodne, oraz wartości zero, jeśli bocznica β nie wchodzi w skład obranego oczka wewnętrznego μ,

$\Delta l_{fv1}, \Delta l_{fv2}, \ldots, \Delta l_{fvb}$ — szukane poprawki, które dodane do dyssypacji energii użytecznych $l^*_{fv\beta}$ wyznaczonych przy zweryfikowanym rozpływie powietrza w sieci wentylacyjnej spełniają wszystkie równania oczkowe

$$\begin{aligned}
&\varepsilon_{11} l_{fv1} + \varepsilon_{12} l_{fv2} + \ldots + \varepsilon_{1b} l_{fvb} = 0 \\
&\varepsilon_{21} l_{fv1} + \varepsilon_{22} l_{fv2} + \ldots + \varepsilon_{2b} l_{fvb} = 0 \\
&\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \\
&\varepsilon_{m1} l_{fv1} + \varepsilon_{m2} l_{fv2} + \ldots + \varepsilon_{mb} l_{fvb} = 0
\end{aligned} \tag{3}$$

W układzie równań (3) $l_{fv\beta}$ oznacza dyssypację energii użytecznej określoną z zależności

$$l_{fv\beta} = l^*_{fv\beta} + \Delta l_{v\beta} \tag{4}$$

Jeśli rozpływ powietrza w określonej sieci wentylacyjnej ma być optymalny pod względem energetycznym, to poprawki dyssypacji energii użytecznej $\Delta l_{fv\beta}$ muszą być tak dobrane, by ich wartości były najmniejsze, przy czym jednak musi być spełniony układ równań (2).

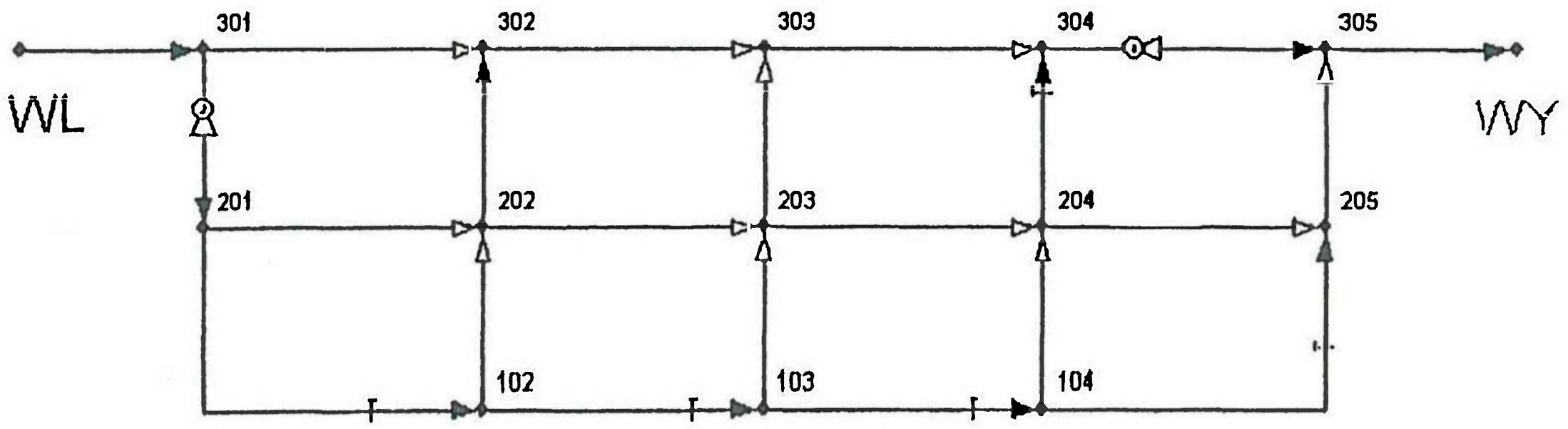
Zgodnie z wymienionym założeniem poprawki te muszą spełniać warunek

$$F_C = \Delta l_{fv1}^2 + \Delta l_{fv2}^2 + \ldots + \Delta l_{fvb}^2 = \min \tag{5}$$

Efektywne rozwiązanie problemu minimalnej funkcji celu (5) przy ograniczeniach (2) można uzyskać stosując np. metodę mnożników Lagrange'a, simpleks itp.

Po obliczeniu wymienionych poprawek ustala się, gdzie należy zlokalizować tamy dławiące lub wentylatory podziemne, przy czym gdy $\Delta l_{fv\beta} > 0$, to trzeba zbudować w bocznicy β tamę. Gdy natomiast poprawka $\Delta l_{fv\beta} < 0$, to bocznicę sieci należy wyposażyć w wentylator podziemny o spiętrzeniu $l_{t\beta} = |\Delta l_{fv\beta}| > 0$. W przypadku gdy $\Delta l_{fv\beta} = 0$ w bocznicy sieci nie lokalizuje się urządzeń wentylacyjnych.

Na rysunku 4 przedstawiono oddziałową sieć wentylacyjną, w której przeprowadzono optymalizację rozpływu powietrza wg ww. metody.



Rys. 4. Optymalne rozmieszczenie regulatorów rozpływu powietrza w oddziale komorowo-filarowym złożonym z 3 pasów i 5 komór (Strumiński 2000)

Fig. 4. Optimal layout of the air propagation regulators in the room-and-pillar mining panel with 3 belts and 5 rooms (Strumiński 2000)

Dalsze działania zmierzające do zmniejszenia kosztów przewietrzania kopalń LGOM-u, to przede wszystkim radykalna modernizacja, a w szczególności uproszczenie sieci wentylacyjnych wszystkich kopalń rud miedzi w oparciu o specjalnie wykonywane, np. co kwartał plany likwidacji zbędnych lub czasowo nieczynnych wyrobisk górniczych. Powinno to umożliwić zmniejszenie przepływu powietrza przez kopalnie oraz ograniczyć w znacznym stopniu liczbę stosowanych regulatorów rozpływu powietrza, co miałoby znaczący wpływ na obniżenie kosztów energii zużywanej na przewietrzanie tych kopalni

Modernizując sieci wentylacyjne kopalń rud miedzi konieczne jest zwrócenie uwagi na możliwość skrócenia wielu dróg wentylacyjnych, co w sposób istotny może przyczynić się do poprawy warunków wentylacyjno-klimatycznych w tych kopalniach. Można tutaj brać pod uwagę m.in. zmianę funkcji niektórych szybów lub nawet zgłębianie nowych szybów, jeśli to okazałoby się ekonomicznie uzasadnione.

Celowe jest także dalsze poszukiwanie nowych rozwiązań w zakresie systemów eksploatacji rudy miedzi w kopalniach LGOM-u przyjaznych warunkom wentylacyjno-klimatycznym.

W szczególności należy poszukiwać takich systemów, które charakteryzowałyby się możliwie małą liczbą wyrobisk przy równoczesnym ograniczeniu powierzchni kontaktu powietrza z odsłoniętym górotworem. Nowe systemu powinny równocześnie umożliwić skuteczne zwalczanie tąpań.

W celu przynajmniej częściowego wyeliminowania dodatkowych źródeł ciepła wybitnie pogarszających warunki klimatyczne w kopalniach LGOM-u, należałoby ograniczyć stosowanie maszyn górniczych z napędem spalinowym i zastąpić je maszynami z napędem elektrycznym. Powinno to dotyczyć głównie oddziałów eksploatujących złoża rudy w trudnych warunkach klimatycznych.

Wyżej wymienione działania powinny przyczynić się do zminimalizowania stosowania drogich urządzeń klimatyzacyjnych o dużych mocach chłodniczych, które są przewidziane do stosowania w kopalniach Rudna i Polkowice-Sieroszowice przy głębokości eksploatacji poniżej 1100 m. Ograniczyłoby to w istotny sposób koszt energii zużywanej na proces kondycjonowania powietrza w tych kopalniach.

Realną drogą prowadzącą do zmniejszenia kosztów przewietrzania kopalń LGOM-u może być reorganizacja procesu wydobycia rudy miedzi pod kątem możliwości okresowego uintensywnienie przewietrzania miejsc pracy o celowo zwiększonej koncentracji wydobycia, przy równoczesnym ograniczeniu przewietrzania innych miejsc w tych kopalniach. Ponadto, co jest już częściowo praktykowane, w dni wolne od pracy, a nawet na zmianach nieprodukcyjnych powinno się ograniczyć, o ile to nie zagraża bezpieczeństwu pracy, intensywność przewietrzania wyrobisk górniczych, np. przez ograniczenie wydajności stacji wentylatorów głównego przewietrzania wyłączając jeden z wentylatorów pracujących w układzie równoległym, wyłączając dołowe swobodne wentylatory służące do regulacji rozpływu powietrza, itp.

5. Zakończenie

Przedstawione w niniejszym referacie drogi zmniejszenia kosztów przewietrzania kopań rud miedzi w LGOM-ie są realne i powinny być zaakceptowane przez kierownictwa tych kopalń.

W szczególności restrukturyzacja kopalnianych sieci wentylacyjnych polegająca na likwidacji zbędnych wyrobisk, optymalizacji regulacji rozpływów powietrza, skróceniu dróg powietrznych oraz okresowym zmniejszaniu intensywności przewietrzania określonych robót górniczych, powinna nie tylko zmniejszyć koszta przewietrzania kopalń rud miedzi, ale także usprawnić proces przewietrzania. Wymienione działania w dużym stopniu przyczynią się również do polepszenia warunków wentylacyjno-klimatycznych w kopalniach LGOM-u.

Literatura

[1] Madeja-Strumińska B. i in., 2000: *Problemy bezpieczeństwa, efektywności ekonomicznej oraz optymalizacji przewietrzania oddziałów wydobywczych kopalń rud miedzi*. Oficyna Wy- dawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław.

[2] Norma BN-73\8900-04 pt.: Urządzenia wentylacji głównej na powierzchni. Zasady projektowania.

[3] Rozporządzenie Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 14 kwietnia 1995r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.

[4] Strumiński A., Madeja-Strumińska B., 1998: *Ekonomiczność swobodnego i wymuszonego przewietrzania wyrobisk górniczych.* Materiały II Konferencji nt.: Wybieranie złóż na dużych głębokościach oraz w trudnych warunkach geotermicznych, Karłów, 22—25 wrzesień.

[5] Strumiński A., Madeja-Strumińska B., 1998: *Optymalne przewietrzanie rejonów eksploatacyjnych w kopalniach rud miedzi.* Rudy i Metale Nieżelazne, R. 43 nr 12.

[6] Strumiński A., 1999: *Uwarunkowania wentylacyjno-klimatyczne eksploatacji rudy miedzi w O/ZG Rudna.* Rudy i Metale Nieżelazne, R. 44 nr 12.

[7] Strumiński A., 2000: *Niektóre techniczno-ekonomiczne problemy przewietrzania kopalń LGOM-u.* Materiały III Konferencji nt.: Wybieranie złóż na dużych głębokościach oraz w trudnych warunkach geotermicznych, Lądek Zdrój, 26—28 czerwiec.

Methods of reducing the ventilation costs in LGOM mines

Abstract

About 640,000 tonnes per day of air flow through the ventilation networks of LGOM mines Transport of such big amounts of air along the mine working requires heavy duty ventilation stations as well as many regulators of the air propagation in the mines underground. It generates high costs of the electric power energy used during the ventilation process. In order to reduce those costs the authors propose, among other things, making current analyses and verification of the ventilation intensity and air propagation what is cost consuming as well as radical simplification of the mine ventilation networks.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1079—1086

Andrzej SURMA
KHW S.A. KWK „Wesoła", Mysłowice

Natryskowe obudowy powłokowe sposobem poprawy stateczności i obniżenia kosztów utrzymania starych wyrobisk kopalnianych

Słowa kluczowe

Obudowa wyrobisk – obudowa powłokowa – wzmacnianie obudowy

Streszczenie

Utrzymanie wyrobisk korytarzowych wykonanych w obudowie stalowej, w warunkach silnie agresywnych wód dołowych oraz trudnych warunkach górniczo-geologicznych pochłania coraz większe siły i środki. Artykuł przedstawia praktykowaną w kopalni „Wesoła" metodę wzmacniania stalowej obudowy łukowej podatnej przez zastosowanie natryskowej obudowy powłokowej. Pokazuje sposób oceny stopnia korozji, wyznaczania maksymalnej siły obciążenia odrzwi oraz określenia grubości stosowanej w danych warunkach powłokowej obudowy natryskowej.

1. Wstęp

W budownictwie górniczym, zwłaszcza w kopalniach węgla kamiennego do zabudowy drążonych wyrobisk korytarzowych powszechne zastosowanie znalazła obudowa łukowa podatna wykonywana z kształtowników o profilach: V29, V32 i V36. Wybór rodzaju kształtownika z jakiego ma być zastosowana dana obudowa zależy od warunków górniczo-geologicznych oraz funkcji jakie ma ona spełniać. Przy prowadzeniu wyrobisk w szczególnie trudnych warunkach górniczo-geologicznych coraz częściej stosuje się obudowy powstałe z połączenia obudów stalowych z betonem. Do nich zaliczyć należy:

— obudowy kotwiowo-betonowe,
— obudowy stalowo-betonowe,
— obudowy kotwiowo-betonowo-stalowe.

2. Zakres stosowania obudowy natryskowej — torkretowej

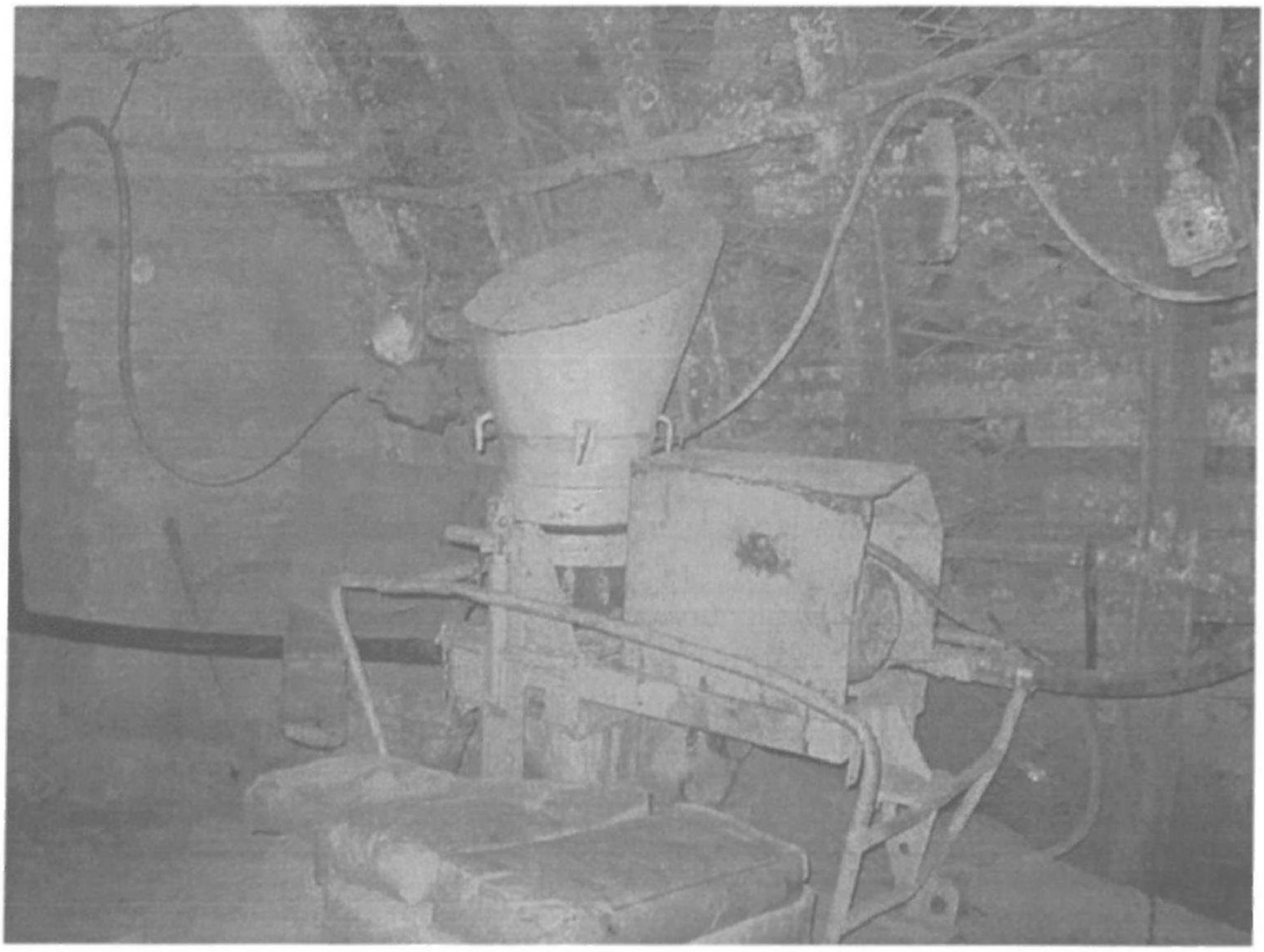
W kopalniach węgla kamiennego najszersze zastosowanie znalazła obudowa stalowo-betonowa. Obudowa ta składa się z tradycyjnie wykonywanej obudowy łukowej podatnej (typu ŁP) oraz warstwy betonu lub spoiwa natryskowego. Wprowadzenie do obudowy podatnej

dodatkowego elementu konstrukcyjnego w postaci betonu lub spoiwa natryskowego powoduje, że jej nośność zostaje kilkakrotnie zwiększona. Powyższe spowodowane jest:

— poprawieniem warunków podparcia odrzwi i związanych z tym zmian rozkładu działającego obciążenia,
— scaleniem wykładki oraz odizolowaniem górotworu i obudowy stalowej od wpływów atmosfery kopalnianej oraz agresywnych silnie zmineralizowanych wód dołowych,
— usztywnieniem odrzwi w kierunku poprzecznym i zabezpieczeniem ich przed wyboczeniem,
— wprowadzeniem dodatkowej podpomości, jaką daje warstwa spoiwa natryskowego.

Zastosowanie obudowy natryskowej (torkretowej) systematycznie wzrasta dzięki wykorzystaniu nowych materiałów o coraz lepszych parametrach wytrzymałościowych przy równoczesnym doskonaleniu urządzeń do narzucania betonu (torkretu) na obrys wyrobiska. Przykładem wykorzystania tej technologii jest wypełnienie torkretem pustek w obudowie murowej lub betonowej oraz w przypadku łączenia torkretu z obudową stalową uzupełnienie brakującej opinki.

Stosowany obecnie sprzęt potrzebny do wykonania obudowy torkretowej składa się z mieszalnika, torkretnicy, rurociągów sprężonego powietrza i dyszy do natrysku (rys. 1). W przedstawionym rozwiązaniu sucha mieszanka pneumatycznie podawana jest do dyszy, a tam bezpośrednio przed wyrzutem łączona jest z wodą.



Rys. 1. Agregat do wykonywania betonu natryskowego

Fig. 1. Set to make gunite

3. Utrata nośności obudowy stalowej podatnej — ocena stopnia jej skorodowania

W kopalniach węgla kamiennego z uwagi na coraz trudniejsze warunki górniczo-geologiczne, w których pracują obudowy stalowe oraz dużą agresywność wód dołowych, korozja staje się zjawiskiem niezwykle uciążliwym, a walka z nią pochłania coraz większe siły i środki. Przykład niszczącej siły korozji przedstawia rysunek: Obudowa skorodowana (przed torkretowaniem) (rys. 2). W sytuacjach takich, jak przedstawiona na rysunku 2, przed przystąpieniem do wyboru metody odtwarzania obudowy, należy dokonać oceny stopnia jej skorodowania.

Ocenę stopnia skorodowania obudowy określa się dwoma sposobami:

— przez pomiar bezpośredni kształtownika na dole kopalni po uprzednim oczyszczeniu go z warstwy rdzy; sposób ten jest mało dokładny, a w niektórych przypadkach niemożliwy do zrealizowania z uwagi na niedostępność do kształtownika od strony wyłomu wyrobiska,

— przez pobranie prób odcinków kształtownika skorodowanego i porównanie wagi tego odcinka z wagą kształtownika nowego; z różnicy wagi dokonuje się obliczeń objętościowego ubytku stali.

Stopień korozji S_k — określa się jako stosunek ubytku objętości stali w wyniku korozji do objętości początkowej nowego elementu



Rys. 2. Obudowa skorodowana (przed torkretowaniem)

Fig. 2. Corroded support

$$S_k = \frac{V_k}{V_p} \cdot 100\% \quad (1)$$

gdzie:

V_p — objętość początkowa elementu nowego obudowy [m^3],
V_k — objętość elementu obudowy, która uległa korozji [m^3].

W wyniku badań laboratoryjnych określono, że ubytek grubości przekroju poprzecznego kształtownika, z którego wykonuje się obudowę łukową, wynoszący średnio 0,75mm powoduje utratę nośności odrzwi o 12%. Znając stopień korozji można określić utratę nośności obudowy. W tym celu należy wyznaczyć moment zginający:

$$M_{g\,max} = R_g \cdot W_x \text{ [Nm]} \quad (2)$$

gdzie:

R_g — wytrzymałość na zginanie stali, z której wykonano łuki [MPa],
W_x — wskaźnik zginania kształtownika V [m^3].

W przypadku kształtownika podpartego symetrycznie moment zginający określa zależność:

$$M_{g\,max} = \frac{P_{kr} \cdot l}{4} \text{ [Nm]} \quad (3)$$

gdzie:

P_{kr} — maksymalna siła obciążająca kształtownika V [N],
l — odległość podpór przy zginaniu [m].

Z równań (2) i (3) wyznaczymy maksymalną siłę obciążenia kształtownika:

$$P_{kr} = 4R_g \cdot W_x \text{ [N]} \quad (4)$$

Jak wynika z podanej zależności (4) nośność kształtownika jest wprost proporcjonalna do wskaźnika zginania W_x, gdyż wytrzymałość na zginanie stali R_g i odległość podpór l są wielkościami stałymi.

4. Metody i sposoby poprawy nośności skorodowanej obudowy łukowej podatnej (ŁP)

W przypadkach postępującej korozji obudowy łukowej podatnej, przy zachowanej stateczności wyrobiska, podporność obudowy można zwiększyć. Stosuje się kotwienie skał otaczających oraz torkretowanie stropu i ociosów wyrobiska. Dodatkowo, celem wzmocnienia odtwarzanej obudowy, przed torkretowaniem do odrzwi można przymocować siatki. W efekcie otrzymujemy obudowę powłokową kotwiowo-betonowo-stalową z rozproszonym zbrojeniem.

Inną metodą jest stosowanie spoiwa natryskowego na stalowe odrzwia obudowy. Konstrukcja takiej obudowy składa się z łuków stalowych, rozpór stabilizujących, okładzin żelbetowych

lub siatki, stóp podporowych i wykładki usztywnionej warstwą spoiwa natryskowego. Dysponując wcześniej wyznaczonym stopniem korozji oraz parametrami charakterystycznymi dla danego rodzaju wyrobiska, w którym nastąpiła częściowa degradacja obudowy, można wyznaczyć grubość warstwy torkretu, jaką należy nałożyć na skorodowane odrzwia celem ich wzmocnienia.

Wspomnianą grubość wyznaczamy z następującej zależności:

$$d = l_s \frac{S_k}{100n} \cdot tg\left(45° - \frac{\phi_s}{2}\right)\sqrt{0{,}75\frac{\gamma \cdot h}{R_{ct}}}\ [m] \qquad (5)^1$$

gdzie:

- d — grubość warstwy torkretu [m],
- l_s — długość łuku stropnicy obudowy ŁP [m],
- S_k — stopień korozji [%],
- n — współczynnik wzrostu nośności obudowy stalowej otorkretowanej (wg literatury $n = 2{,}5—3{,}5$),
- ϕ_s — kąt tarcia wewnętrznego torkretu ($\phi = 56°$),
- γ — ciężar objętościowy skał [Mg/m^3],
- h — głębokość zalegania wyrobiska [m],
- R_{ct} — wytrzymałość na ściskanie torkretu [MPa].

Grubość spoiwa natryskowego powinna wynosić wówczas od 10 cm do 15cm.

W przypadku korozji całej obudowy do stopnia powodującego utratę jej funkcji podporowych, prowadzi się przebudowę tych wyrobisk połączoną z wymianą odrzwi obudowy i opinki.

5. Zalety i wady obudów powłokowych

Obudowy wykonane ze spoiwa natryskowego cechują się bardzo dużą nośnością, elastycznością, dużą przyczepnością do skał i obudowy stalowej, obniżoną wodoprzepuszczalnością i ognioodpornością, odpornością na agresywne powietrze i wody kopalniane. Poza tym, obudowy te nie wymagają nakładów na konserwację, zmniejszają opory aerodynamiczne, nie wymagają stosowania konstrukcji odeskowania, nie zakłócają funkcjonalności wyrobiska.

Jednakże, przy stosowaniu natrysku na sucho zwiększa się prawdopodobieństwo zapalenia wyrobiska. Ponadto nakładanie torkretu w wyrobiskach zlokalizowanych na peryferiach kopalni wymaga dostarczenia energii elektrycznej i sprężonego powietrza oraz doprowadzenia rurociągu wodnego.

Mimo tych wad obudowy powłokowe znajdują duże zastosowanie w górnictwie.

Stosowanie ich w warunkach górotworu zachowującego stateczność w czasie wymaganym na związanie i uzyskanie wymaganej wytrzymałości przez spoiwo natryskowe, gwarantuje prawidłową pracę i efektywne wykorzystanie zalet tego systemu.

---

1 Według literatury [5].

6. Stosowanie natryskowej obudowy powłokowej (torkretu) w KWK „Wesoła"

Obszar górniczy KWK „Wesoła" wynosi 45,78 km^2. Ze względu na wielkość i prowadzoną eksploatacją, kopalnia zmuszona jest do utrzymywania około 160 km wyrobisk korytarzowych. Ich stan techniczny jest bardzo zróżnicowany. Zależy od wielu czynników scharakteryzowanych już w tym opracowaniu wcześniej i wieku, tzn. czasu jaki upłynął od momentu ich oddania do ruchu. Wśród obecnie utrzymywanych wyrobisk są i takie, które wykonane zostały ponad 30 lat temu. Dlatego tak ważnym dla kopalni zadaniem jest wypracowanie jak najtańszej i najskuteczniejszej metody ich utrzymania.

Z dotychczas stosowanych w kopalni sposobów pozwalających przywracać wyrobiskom ich funkcje technologiczne w przypadkach, gdy wyrobisko nie utraciło wymaganych przepisami gabarytów, a obudowa łukowa była znacznie skorodowana, zdecydowanie najtańszą metodą jest wykonywanie natryskowej obudowy powłokowej. Dowodzi tego porównanie kosztów ponoszonych w czasie odtwarzania obudowy metodą tradycyjną tj. przez wykonywanie przebudowy, z kosztami ponoszonymi przy wykonaniu natryskowej obudowy powłokowej, co przedstawia tabela 1.

Tabela 1. Koszty obudowy

Table 1. Supports costs

L.p.	Rodzaj obudowy łukowej podatnej zabudowanej w wyrobisku	Średni koszt przebudowy 1m wyrobiska uwzględniający materiał i robociznę	Średni koszt wykonania 1m natryskowej obudowy powłokowej uwzględniający materiały i robociznę	Uwagi
1.	ŁP 9/V29/4/A	2530 zł	1360 zł	Dla porównania przyjęto wyrobiska, których stan techniczny przed odtwarzaniem obudowy był podobny
2.	ŁP10/V29/4/A	3500 zł	1530 zł	

Dodatkowym atutem przemawiającym za stosowaniem natryskowej obudowy powłokowej jest szybkość jej wykonywania. W warunkach, w których 3-osobowa brygada w ciągu jednej zmiany wymieni jedne odrzwia obudowy łukowej wraz z opinką — 1m postępu, 3-osobowa brygada wykonująca obudowę natryskową w tym samym czasie otorkretuje minimum 6 odrzwi , tj. wykona 6 m postępu. Przedstawione powyżej zalety natryskowej obudowy powłokowej spowodowały, że została ona zastosowana w kopalni „Wesoła", w następujących wyrobiskach:

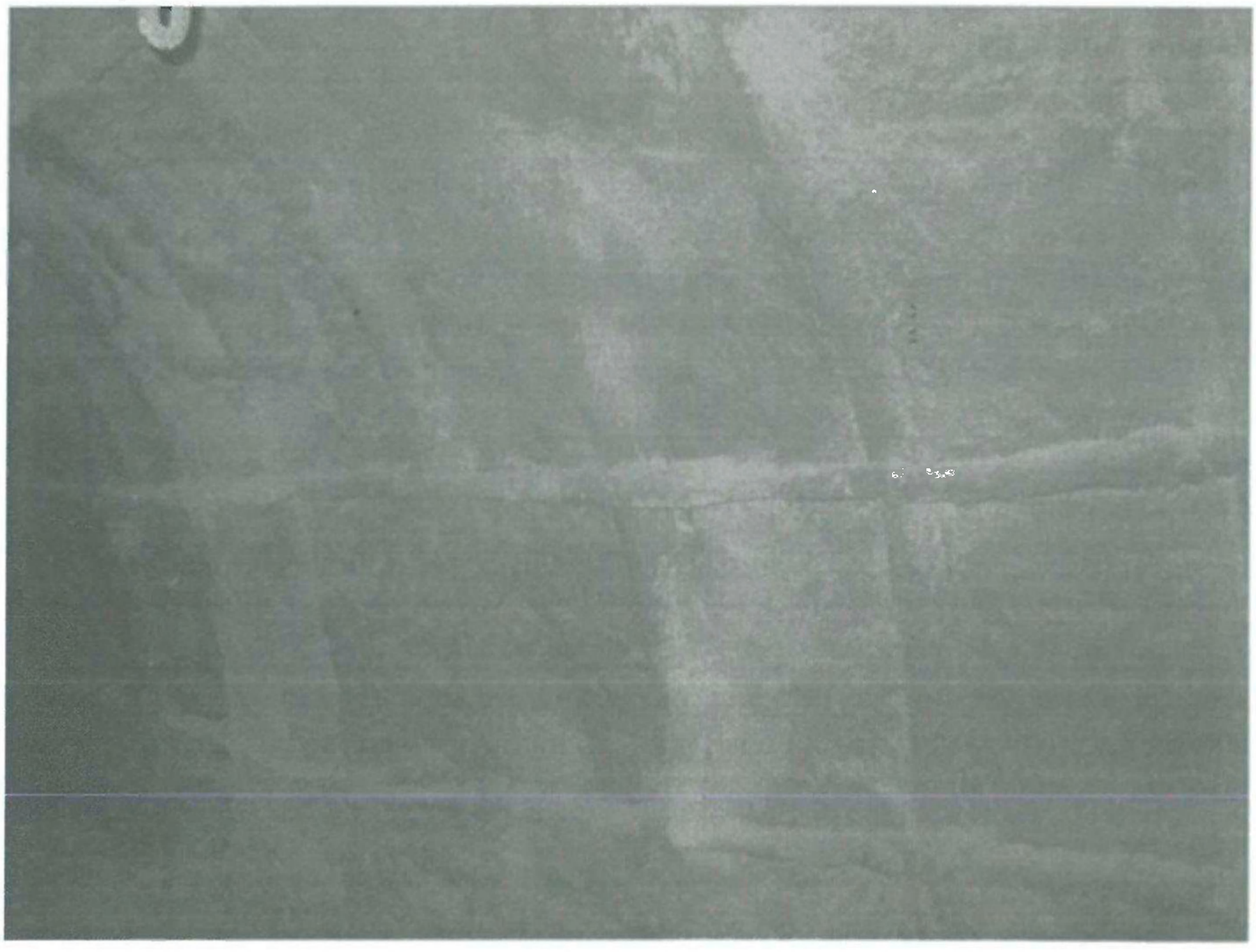
— przekopie wentylacyjnym poziom 575 m, wraz ze skrzyżowaniem „okularowym",

— objeździe szybu Wacław poziom 665m, wraz z 3 skrzyżowaniami „okularowymi",

— pochylni wentylacyjnej w pokładzie 404/1.

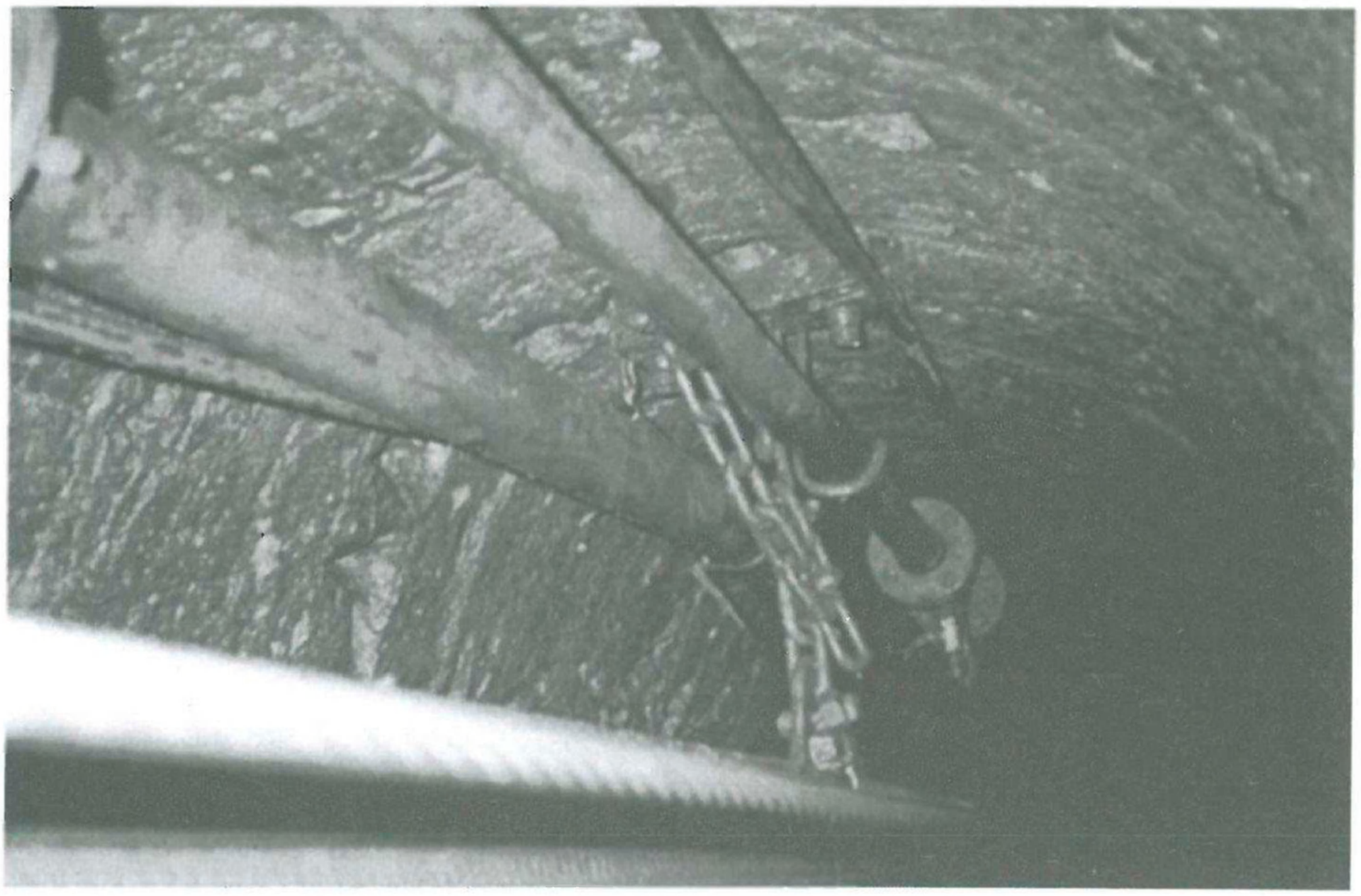
Sumaryczna długość odcinków wzmocnionych powłokową obudową natryskową wykonaną w wymienionych wyrobiskach wynosi 1500 m.

Wyrobiska z wykonaną powłokową obudową natryskową (torkretową) przedstawiają rysunki 3 i 4.



Rys. 3. Wyrobisko po torkretowaniu

Fig. 3. Excavation after the gunite



Rys. 4. Obudowa po torkretowaniu

Fig. 4. Support after the gunite

7. Podsumowanie i wnioski

Wzmocnienie skorodowanej obudowy z łuków stalowych może być skutecznie wykonane poprzez narzucenie na ociosy i strop wyrobiska warstwy betonu lub spoiwa natryskowego.

Grubość warstwy spoiwa natryskowego powinna równoważyć wytrzymałościowo ubytek nośności skorodowanej obudowy wykonanej ze stalowych łuków podatnych.

Warunkiem prawidłowej pracy spoiwa natryskowego jest stosowanie go w warunkach górotworu zachowującego stateczność w czasie wymaganym na związanie i uzyskanie wymaganej wytrzymałości.

Ponadto narzucony torkret powinien dobrze przylegać do wykładki i wypełniać wszystkie pustki za opinką, by tworzył jednolitą powłokę.

Koszt wzmocnienia obudowy łukowej przez zastosowanie powłokowej obudowy natryskowej (torkretu) jest niższy o około 50% od kosztów wykonania przebudowy w sposób tradycyjny zakładając, że roboty prowadzone będą w tych samych warunkach.

Szybkość wykonywania w tych samych warunkach natryskowej obudowy powłokowej w stosunku do tradycyjnej przebudowy przy zatrudnieniu identycznej ilości pracowników jest 6-krotnie większa.

Literatura

[1] Chudek M., 1986: *Obudowa wyrobisk górniczych* część I, Wydawnictwo Śląsk.
[2] Jacobi O., 1996: *Praxis der gebirgsbeherrschung,* Verlag Glückauf Gmbh, Essen.
[3] *Taschenbuck für bergingenieure,* Verlag Glückauf Gmbh, Essen 1992.
[4] *Prace naukowe Głównego Instytutu Górnictwa*, Katowice, 1994.
[5] Stopyra M., Straś J., *Wzmocnienie skrodowanej obudowy odrzwiowej przez narzut warstwy spoiwa torkretowego w celu przywrócenia pierwotnej nośności obudowy* (praca niepublikowana).
[6] PN-G-05600, 1998 r.
[7] PN-G-05020, 1997 r.
[8] PN-G-14100, 1997 r.

Spray-coated supports — the way to improving stability and reducing the costs of retention the old mine excavation

Abstract

This paper describes use the spray-coated support. It presents the analysis of loss capacity the steel arch support and the degree of its corrosion.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1087—1100

Nikodem SZLĄZAK
Marek BOROWSKI
Dariusz OBRACAJ
Wydział Górniczy AGH, Kraków

Efektywność chłodzenia powietrza w rejonach eksploatacyjnych w oparciu o centralną klimatyzację

Słowa kluczowe

Klimatyzacja kopalń – efektywność chłodzenia powietrza

Streszczenie

W artykule przedstawiono bilans chłodniczy dołowego układu chłodzenia z wyznaczeniem mocy chłodniczej oraz określeniem strat ciepła. Zamieszczono ocenę wykorzystania mocy chłodniczej dołowych chłodnic powietrza. Przeprowadzono analizę zależności mocy chłodniczej od temperatury powietrza, wilgotności względnej a także temperatury i natężenia przepływu wody chłodzącej. Pozwoliło to na określenie możliwości zwiększenia efektywności wykorzystania mocy chłodniczej w warunkach dołowych.

1. Wstęp

W warunkach kopalni „Pniówek" wdrożony został system centralnej klimatyzacji z agregatami chłodniczymi na powierzchni i trójkomorowym wysokociśnieniowym wymiennikiem ciepła typu Siemag na poziomie 830 m. System ten stanowi skojarzony układ energetyczno-chłodniczy wytwarzający oprócz energii chłodniczej również energię elektryczną i cieplną. Idea układu opiera się na spalaniu mieszaniny metanowo-powietrznej pozyskiwanej z dołu kopalni w silnikach gazowych i wytwarzaniu energii elektrycznej w generatorach prądu oraz energii cieplnej z układów chłodzenia silnika i spalin dla potrzeb ziębiarek absorpcyjnych. Schodzenie z eksploatacją na większe głębokości w warunkach kopalni Pniówek powoduje pogarszanie się cieplnych warunków na stanowiskach pracy. Stąd też inwestycja była niezbędna w celu zapewnienia właściwych warunków pracy załogi na dole kopalni.

Niniejszy referat obejmuje ocenę efektywności działania układu klimatyzacji centralnej części dołowej ze szczególnym uwzględnieniem skuteczności chłodzenia powietrza w rejonach eksploatacyjnych. Bilans mocy chłodniczej dla chłodnic powietrza w rejonach eksploatacji został wykonano po stronie wody w oparciu o czujniki temperatury i natężenia strumienia wody

zainstalowane w rurociągach oraz po stronie powietrza w oparciu o prowadzone pomiary wentylacyjne parametrów termodynamicznych powietrza.

2. Obliczenia mocy chłodniczej dołowej części sytemu centralnej klimatyzacji

Całkowita moc chłodnicza Q_o układu klimatycznego jest sumą mocy chłodnic powietrza Q_{ch} oraz strat ciepła na drodze wody:

$$Q_o = Q_{ch} + \Sigma Q_{srt} \tag{1}$$

gdzie:

Q_{ch} — moc chłodnic powietrza [kW],
ΣQ_{str} — suma strat ciepła na drodze przepływu wody [kW].

Izolowane termicznie rurociągi z zimną wodą biegną z prądem świeżego powietrza przez wyrobiska korytarzowe do miejsc lokalizacji wodnych chłodnic powietrza. Tworzą sieć przewodów, w których przepływ wymuszony jest za pomocą pompy. Przy sporządzaniu łącznego bilansu strat ciepła, uwzględnia się sumaryczne pole powierzchni wymiany ciepła oraz średnią wartość różnicy temperatur. Przy określaniu przybliżonych wartości przyrostów temperatur zakłada się stałość parametrów fizycznych czynników przenoszących ciepło.

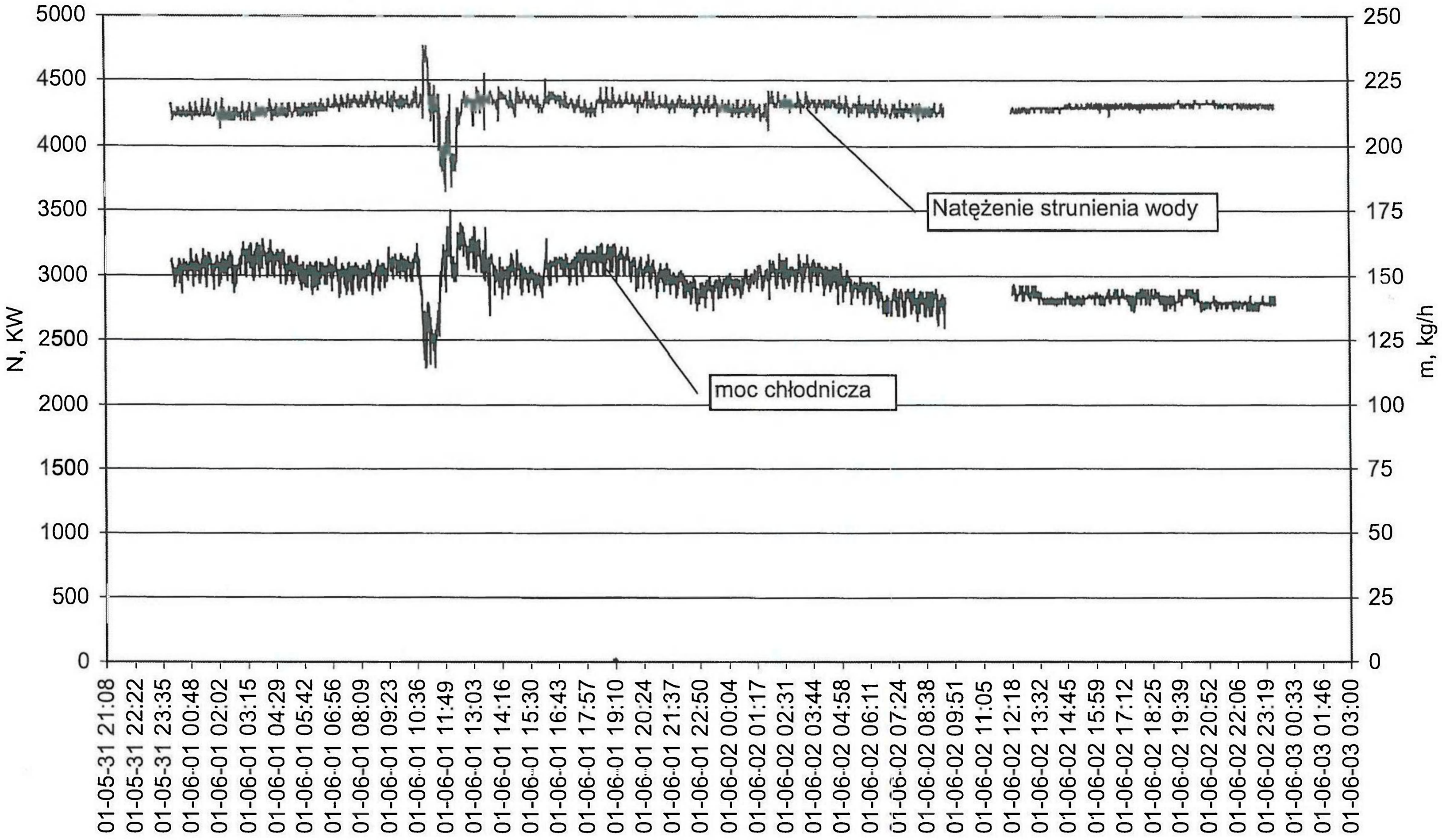
Obliczenia dotyczące systemu klimatyzacji oparte są na bilansach cieplnych. Moc Q_o centralnego systemu klimatyzacyjnego z agregatami chłodniczymi zlokalizowanymi na powierzchni zwykle po stronie czynnika chłodniczego i wyznacza się z zależności:

$$Q_o = m_w \cdot c_w \cdot \Delta t \tag{2}$$

gdzie:

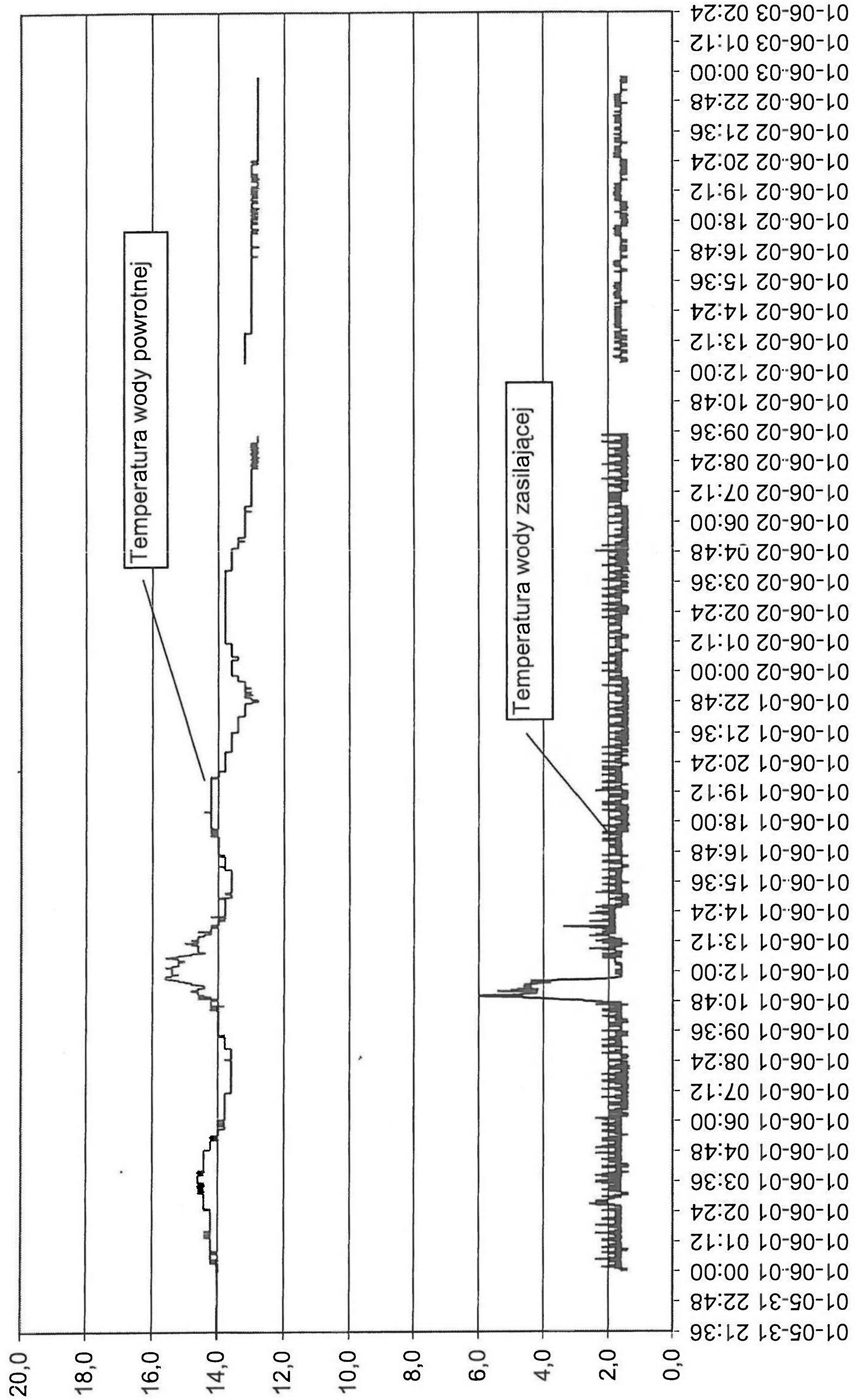
m_w — strumień masy chłodziwa [kg/s],
c_w — ciepło właściwe chłodziwa [kJ/(kgK)],
ΔT — różnica temperatur wody zasilającej i powrotnej z chłodnic powietrza [^oC].

W celu dokonania bilansu mocy chłodniczej dla istniejącego układu rozprowadzenia wody chłodniczej skorzystano z pomiarów rejestrowanych przez czujniki temperatury i natężenia przepływu wody zainstalowane przy wymienniku ciepła Siemag. Zarejestrowane wyniki przez czujniki z dwóch dni czerwca 2001 roku przedstawiono na rysunku 1. Linia dolna oznacza moc chłodniczą dołowej części układu klimatyzacji, natomiast linia wyżej leżąca określa zmiany natężenia przepływu wody. Analizując zamieszczony wykres można stwierdzić, że moc chłodnicza dołowej części systemu klimatyzacji w rozpatrywanym okresie wynosiła około 3,5 MW. Obserwuje się niewielkie wahania mocy chłodniczej, które związane są z natężeniem procesu produkcyjnego. Również natężenie strumienia wody przyjmuje stałą wartość zbliżoną do około 215 m^3/h. Na rysunku 2 zamieszczono temperatury wody zasilającej chłodnice powietrza (linia dolna) oraz powrotnej (linia górna). Również i w tym przypadku obserwuje się wahania temperatury wody powrotnej związane ze wzrostem natężenia procesu wydobywczego.



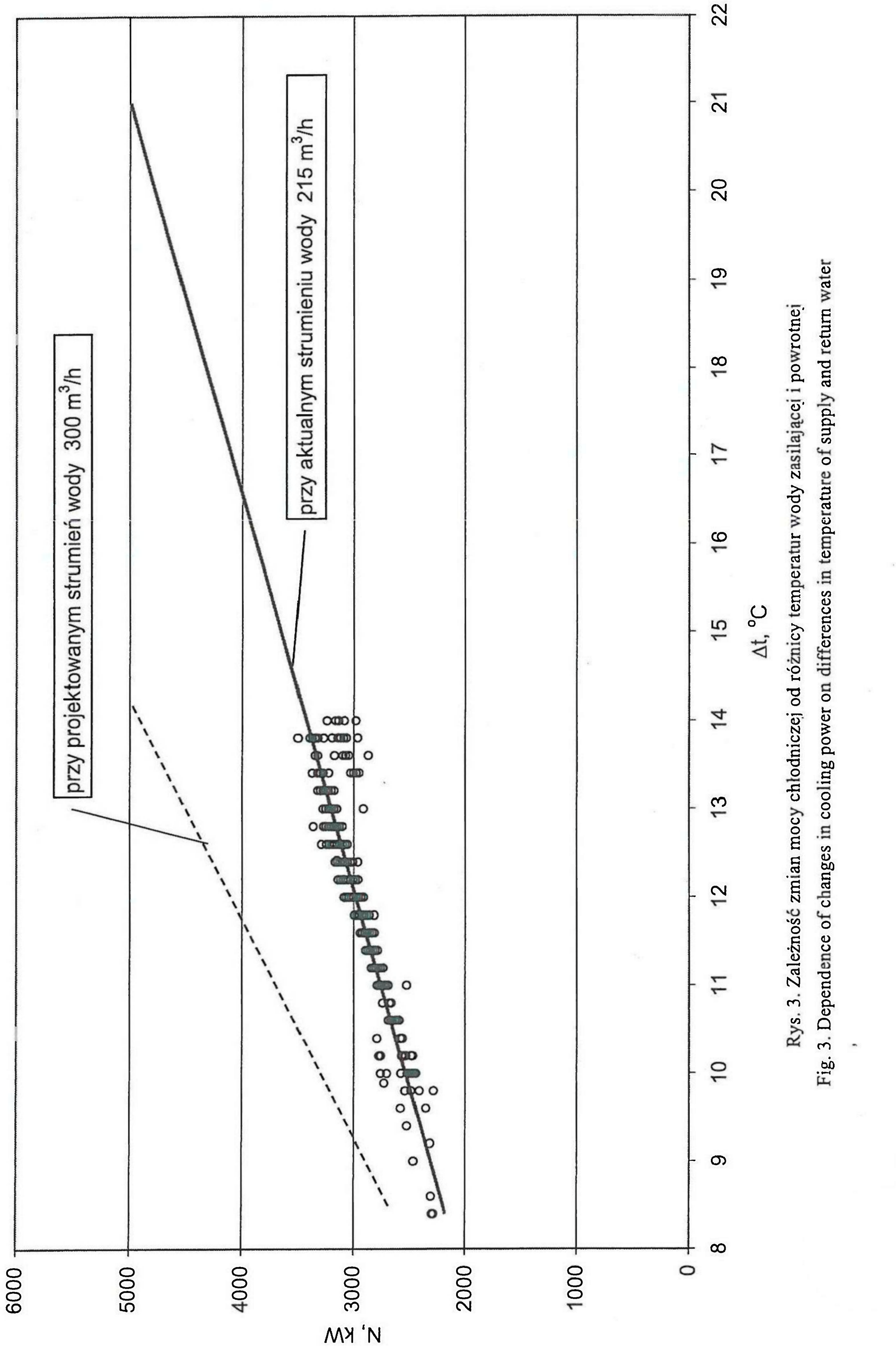
Rys. 1. Zmiany mocy chłodniczej i natężenia przepływu wody przy trójkomorowym wymienniku ciepła

Fig. 1. Changes in both cooling and water flow rate in three-way pressure lock



Rys. 2. Zmiany temperatury wody zasilającej i powrotnej przy trójkomorowym wymienniku ciepła

Fig. 2. Changes in temperature of supply and return water in three-way pressure lock



Rys. 3. Zależność zmian mocy chłodniczej od różnicy temperatur wody zasilającej i powrotnej

Fig. 3. Dependence of changes in cooling power on differences in temperature of supply and return water

Dla rozpatrywanego okresu zamieszczonego na rysunkach układ chłodzenia osiąga moc wynoszącą 3,5 MW. Jednak wytwarzanie mocy chłodniczej w centralnym układzie zmienia się od 2,5 MW w okresie zimowym do 5,5 MW w okresie letnim. Należy podkreślić, że przy zapewnieniu stałego natężenia strumienia wody oraz temperatury zimnej wody zasilającej dołowy układ chłodzenia uzyskiwana moc chłodnicza zależy tylko od temperatury ciepłej wody powrotnej. Natomiast temperatura wody powrotnej uwarunkowana jest parametrami termodynamicznymi chłodzonego powietrza, czyli możliwościami odbierania ciepła z chłodzonego powietrza przez chłodnice zlokalizowane w rejonach wydobywczych.

Na rysunku 3 zamieszczono zależność zmian mocy chłodniczej od różnicy temperatur wody zasilającej i powrotnej. Zaznaczono tam chwilowe wartości mocy chłodniczej dla analizowanego okresu. Dla zamieszczonych wyników wykonano aproksymację, na podstawie, której można stwierdzić, że aby układ chłodzenia osiągnął żądaną moc 5,0 MW, różnica temperatury wody zimnej zasilającej i ciepłej powrotnej powinna wynosić 21°C.

Aktualna liczba wykorzystywanych chłodnic w rejonach eksploatacyjnych wymaga doprowadzenia strumienia wody w ilości 215 m^3/h. W przypadku wzrostu zapotrzebowania na moc chłodniczą wynikającą z pogorszenia warunków cieplnych i włączenia do układu chłodzenia kolejnych chłodnic, wzrośnie strumień wody. Wtedy zmiany mocy chłodniczej będzie przedstawiać górna przerywana linia, a wówczas moc chłodnicza przy tej samej różnicy temperatur uzyskiwanej w stanie aktualnym będzie wynosić 5,0 MW.

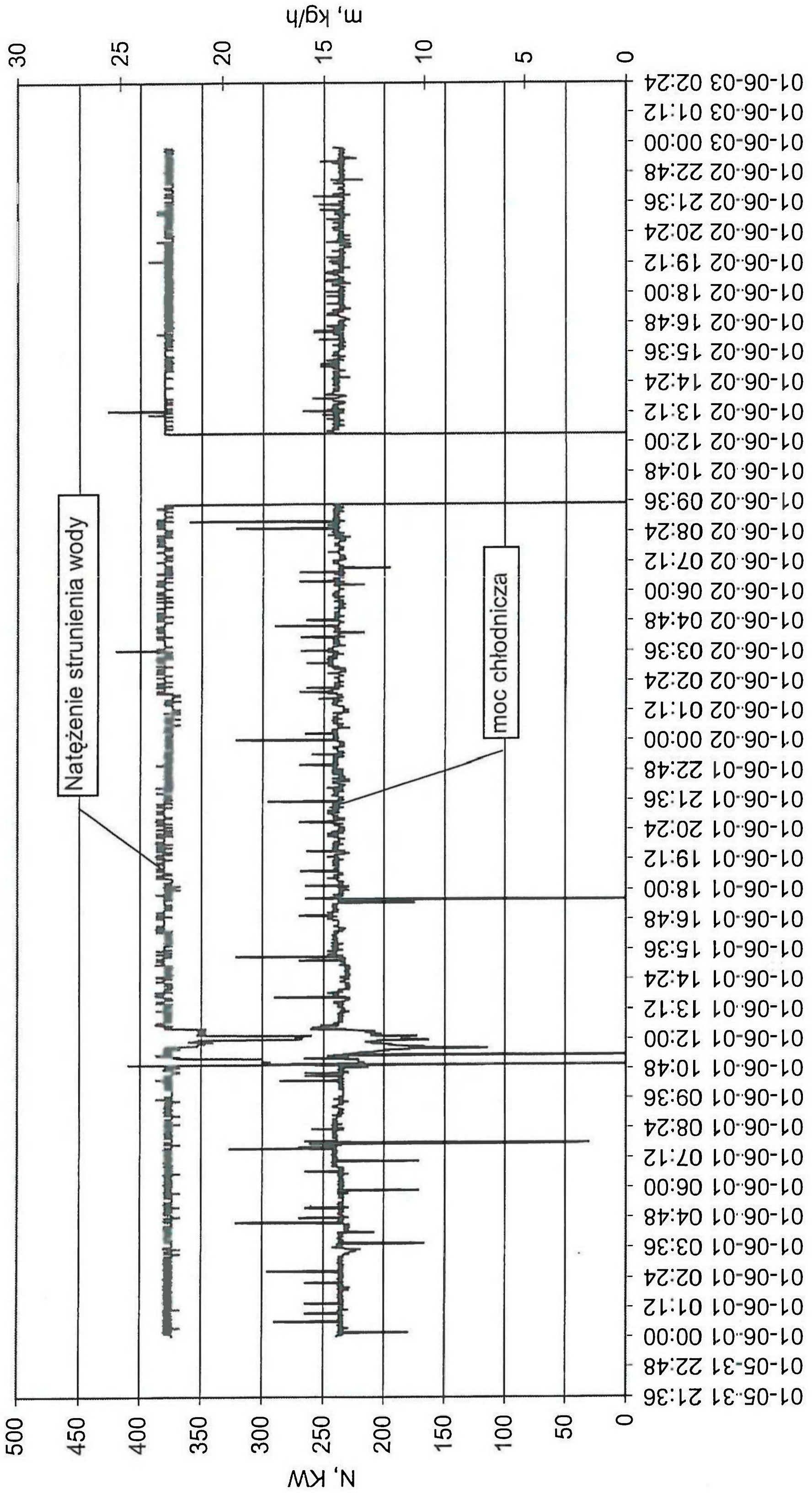
Zatem można stwierdzić, że wypełnienie założeń projektowych, których celem jest osiągnięcie mocy chłodniczej wynoszącej 5,0 MW jest możliwe w przypadku zwiększenia liczby punktów i wzrostu intensywności procesu odbioru ciepła chłodzonego powietrza w rejonach eksploatacyjnych.

3. Bilans chłodniczy dołowego układu chłodzenia

Na rysunku 4 przedstawiono przykładowe zmiany mocy chłodniczej i natężenie strumienia wody dla chłodnic powietrza zlokalizowanych w rejonie eksploatacji ściany K-9 w pokładzie 357/1. W rozpatrywanym okresie rzeczywista moc chłodnicza zmienia się od 200 kW dla ściany S-3 w pokładzie 403/1 do 400 kW w ścianie B-1 w tym samym pokładzie.

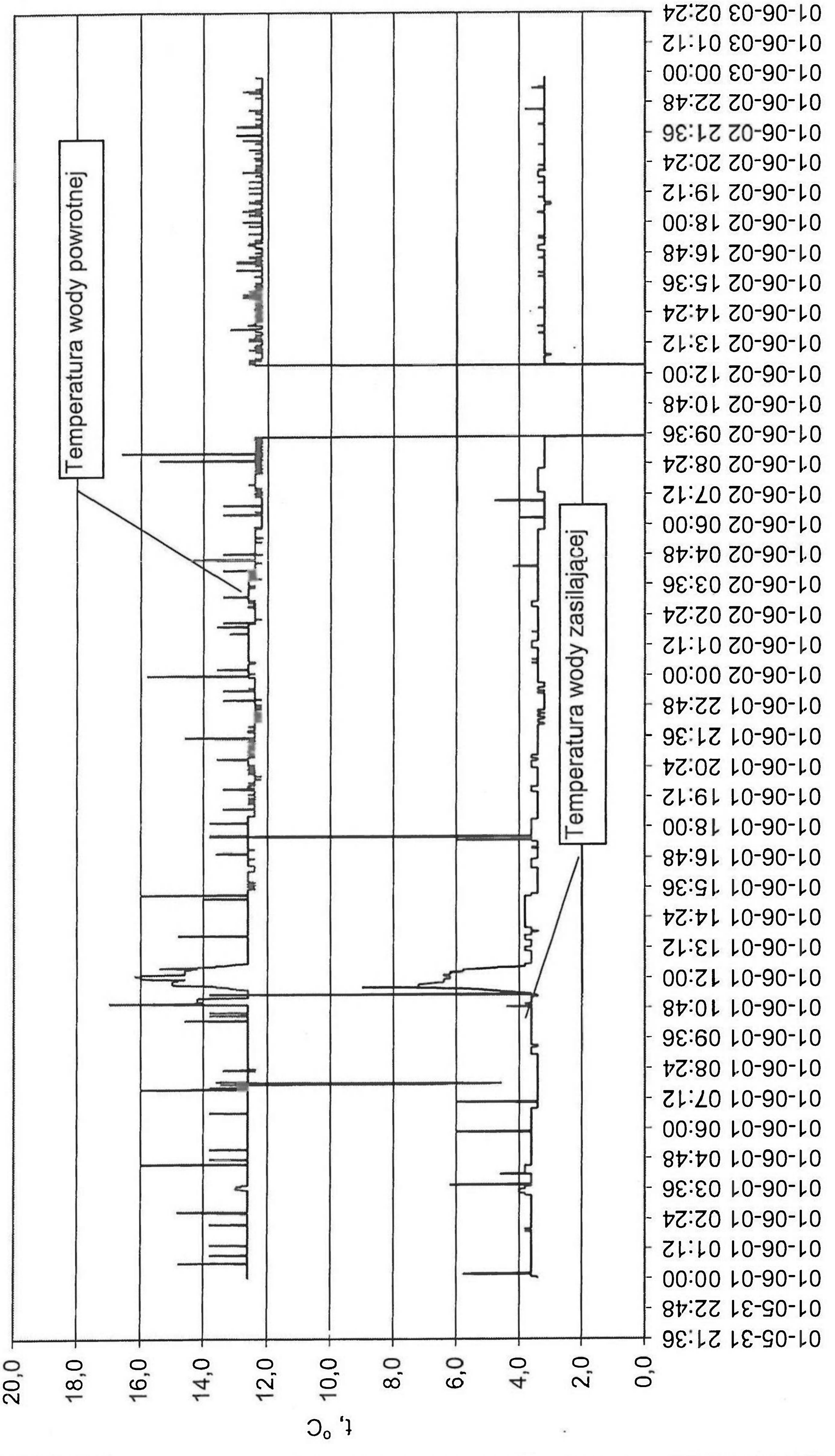
Na rysunku 5 zamieszczono przykładowy przebieg zmian temperatur wody zasilającej (linia dolna) i powrotnej (linia górna) w chłodnicach powietrza w ścianie K-9 w pokładzie 357/1. W analizowanych rejonach eksploatacji temperatura wody zasilającej na wlocie do chłodnic powietrza mieściła się w przedziale od 2 do 4°C. Natomiast temperatura wody na wylocie z chłodnic powietrza przyjmowała wartości z przedziału od 11 do 15°C. Jedynie w ścianie B-1 w pokładzie 403/1 temperatura wody powrotnej osiągała 17°C. Niższe temperatury od projektowanych wynikają z mniejszej intensywności odbierania ciepła od chłodzonego powietrza, co jest uwarunkowane niską temperaturą chłodzonego powietrza oraz spowodowane warunkami cieplnymi w rejonie eksploatacji.

Całkowity przebieg zmian mocy chłodniczej dołowego układu chłodzenia (górna linia) oraz sumaryczna moc chłodnic powietrza (dolna linia) zostały przedstawione na rysunku 6. W rozpatrywanym okresie średnia ważona moc chłodnicza uzyskana przy wymienniku Siemag czyli dołowego układu chłodzenia wynosila 2965 kW. Moc chłodnicza zmnienia się w zależności od natężenia prowadzonej eksploatacji oraz warunków atmosferycznych na powietrzchni. Średnia



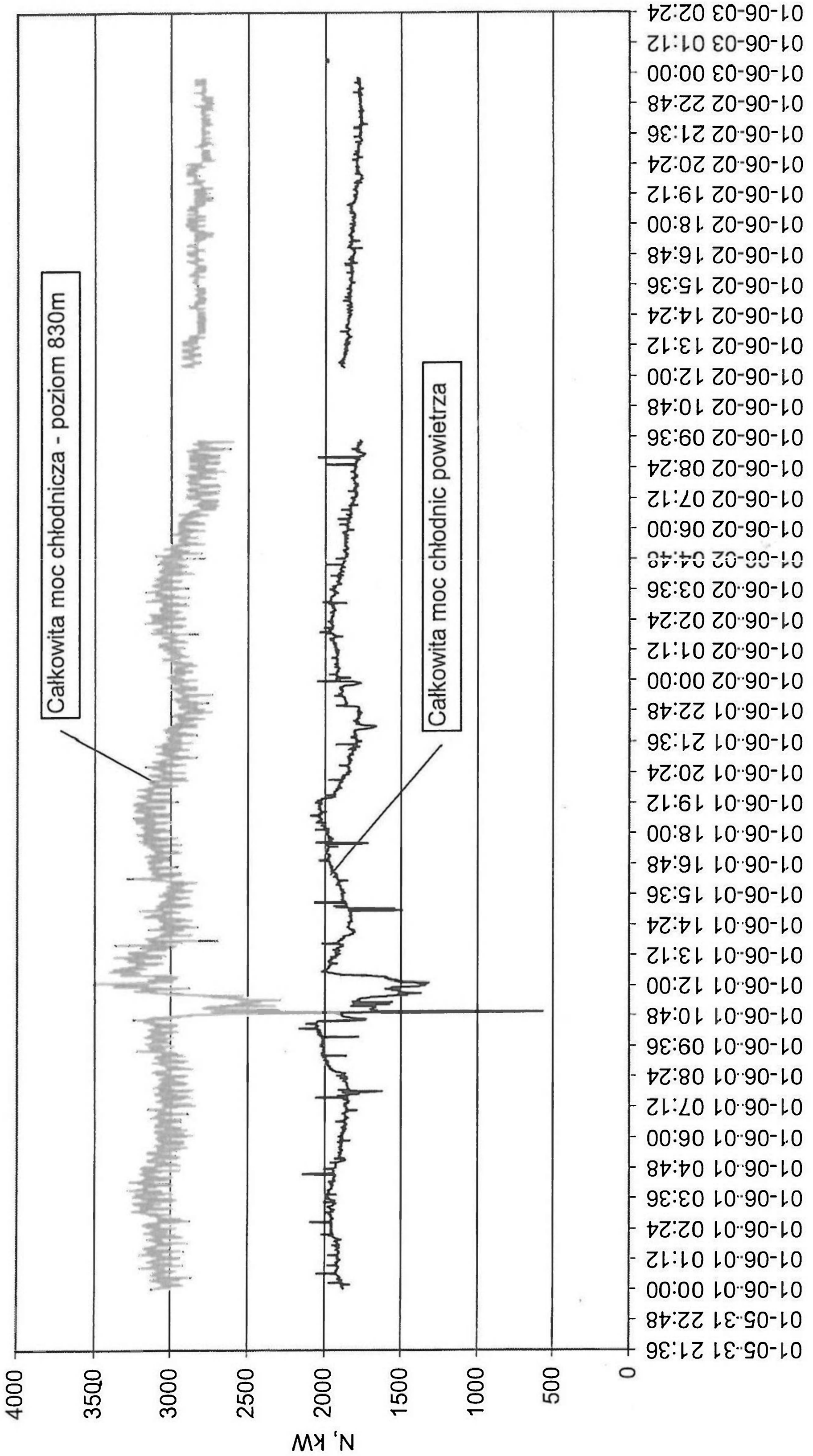
Rys. 4. Przebieg zmian mocy chłodniczej i natężenia przepływu wody chłodnic powietrza ściana K-9 pokład 357/1

Fig. 4. Changes in both cooling power and water flow rate in air coolers for longwall K-9 seam 357/1



Rys. 5. Przebieg zmian temperatury wody zasilającej i powrotnej chłodnic powietrza ściana K-9 pokład 357/1

Fig. 5. Changes in temperature of supply and return cooling water air coolers for longwall K-9 seam 357/1

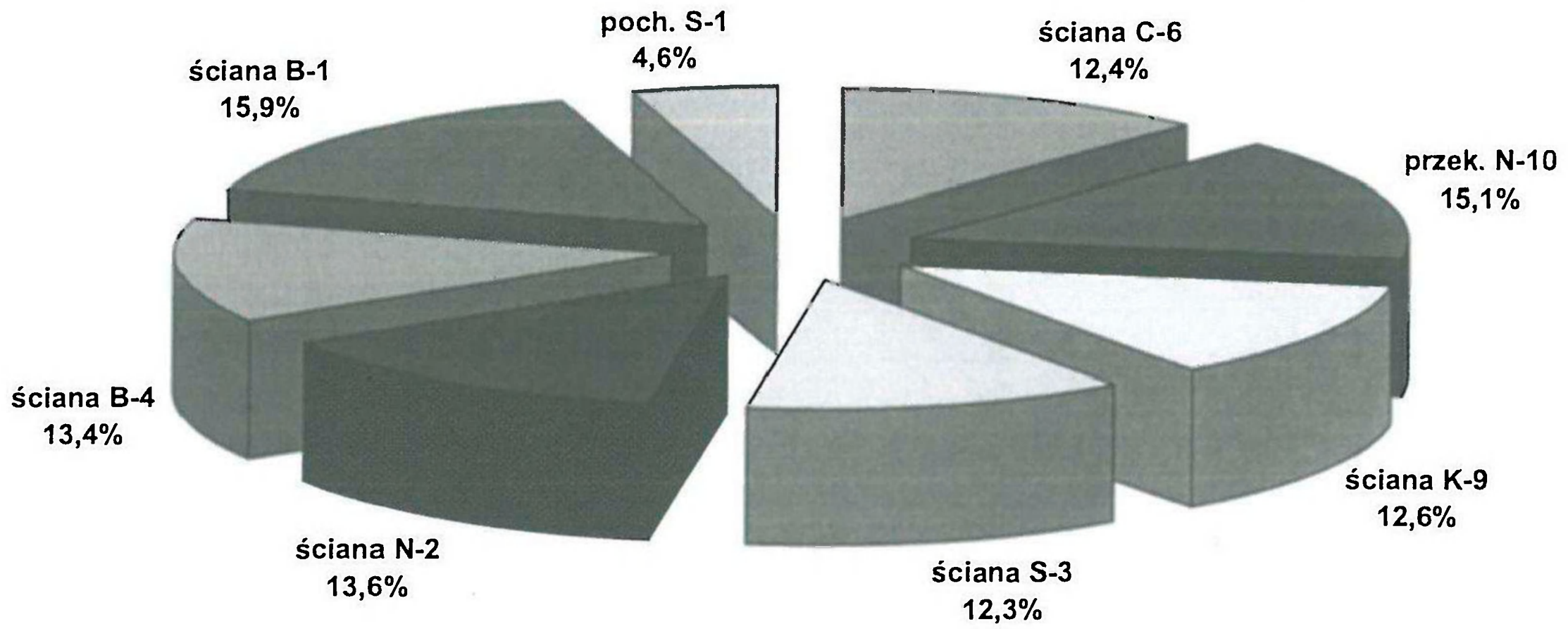


Rys. 6. Zmiany mocy chłodniczej dołowego układu chłodzenia i sumarycznej mocy chłodnic powietrza

Fig. 6. Changes in both cooling power of subsurface cooling system and in total cooling power of air coolers

ważona sumaryczna moc chłodnic powietrza wynosi 1870 kW, przy czym zmiany następują od 1700 do 2100 kW. Pozostała ilość ciepła to straty ciepła występujące w rurociągach prowadzonych do rejonów eksploatacji. Wielkość strat ciepła wynosi 1095 kW. Zatem efektywność dołowego układu chłodzenia w tym przypadku wynosi 63%. Należy zauważyć, że zimna woda opuszczająca wymiennik Siemag ma temperaturę niższą od 2°C, a po przepłynięciu siecią rurociagów przed chłodnicą temperatura wody osiąga nie więcej niż 4°C. Natomiast woda powrotna o temperaturze od 11 do 15°C powraca nieizolowanymi rurociągami do wymiennika ciepła. Znaczne różnice teamperatury wody oraz powietrza płynącego w wyrobisku przy dużym współczynniku przenikania ciepła nieizolowanego rurociągu powodują, że występują duże straty ciepła. Stosunek strat ciepła rurociągu izolowanego do nieziolowanego wynosi jak 1 do 10.

Średni udział procentowy wykorzystania mocy chłodniczej został zamieszczony na rysunku 7. Z zamieszczonego wykresu wynika, że w rejonach eksploatacji, gdzie występują trudne warunki klimatyczne, udział mocy chłodnic powietrza jest większy (przekop N-10 i ściana B-1 w pokładzie 403/1). Udział pozostałych chłodnic powietrza jest na zbliżonym poziomie, co jest związane w panującymi warunkami cieplnymi i natężeniem eksploatacji, które w rozpatrywanych oddziałach są na zbliżonym poziomie. Dla analizowanych chłodnic powietrza średnia sprawność dla rozważanego okresu wynosiła około 45%.



Rys. 7. Udział mocy chłodniczej w oddziałach wydobywczych

Fig. 7. Participation of cooling power in working areas

4. Ocena stosowania chłodnic powietrza w oddziałach wydobywczych

Bilans mocy chłodniczej w rejonach eksploatacyjnych może być również dokonany od strony chłodzonego powietrza, dokonując obliczeń na podstawie zmian parametrów powietrza wykonywanych przed i za chłodnicami. W tabeli 1 zamieszczono przykładowe pomiary parametrów termodynamicznych powietrza wykonane w rejonach eskploatacyjnych, gdzie pracowały chłodnice. Tablica zawiera obliczoną moc chłodniczą, temperaturę suchą i wilgotność względną oraz strumień powietrza przepływający wyrobiskiem w którym zainstalowane są

Tabela 1. Wyniki pomiarów parametrów powietrza

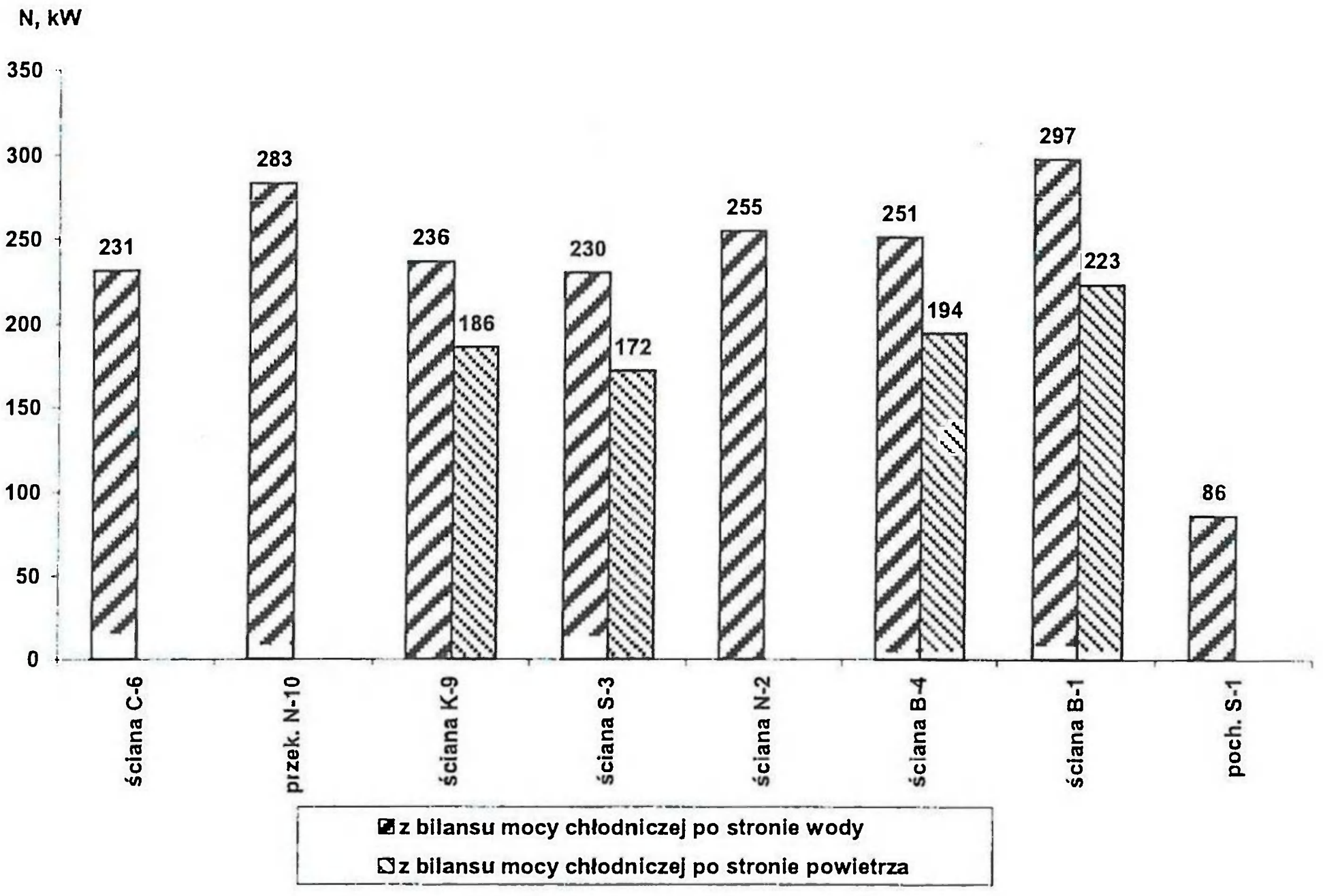
Table. 1. Results of measurements of airs parameters

Ściana	Data	Moc chłodnicy [kW]	Temperatura sucha wlot do chłodnicy [°C]	Wilgotność względna [%]	Strumień powietrza [m^3/min]
B-1	3 kwwi	217	25,0	79,7	500
	20 kwi	219	25,0	85,7	540
	16 maj	188	25,2	87,3	520
	30 maj	175	24,8	85,7	560
	2 cze	**223**	**25,2**	**88,9**	**500**
S-3	27 ma	140	22,0	79,8	570
	11 kwi	57	21,6	68,0	663
	10 maj	170	25,0	84,2	450
	23 maj	69	24,0	71,8	659
	2 cze	**172**	**24,0**	**80,3**	**594**
B-4	2 mar	120	25,0	46,0	930
	15 mar	116	24,8	58,4	800
	29 mar	85	23,2	54,0	840
	12 kwi	84	24,4	55,3	1 040
	27 kwi	105	23,8	60,2	880
	10 maj	94	25,2	60,1	940
	24 maj	82	25,4	60,3	930
	2 cze	**194**	**24,8**	**79,7**	**960**
K-9	23 mar	57	20,4	55,5	1 200
	20 kwi	106	21,0	74,4	990
	15 maj	104	21,8	74,9	850
	29 maj	121	22,8	77,1	860
	2 cze	**186**	**23,6**	**81,7**	**720**

chłodnice powietrza. Pomiary obejmują trzymiesięczny okres, a wyniki są przedstawione dla ścian K-9 w pokładzie 356/1, B-4 w pokładzie 401/1 oraz S-3 i B-1 w pokładzie 403/1. Analizując zamieszczone wyniki należy stwierdzić, że w ścianie K-9, B-4 i S-3 moce chłodnic powietrza przymują niskie wartości, co wynika z niskiej temperatury powietrza poddawanego chłodzeniu. Przy takich parametrach termodynamicznych powietrza proces odbierania ciepła nie jest intensywny. Natomiast rejon ściany B-1 charakteryzuje trudniejszymi warunkami cieplnymi stąd też proces odbioru ciepła z powietrza jest intensywniejszy i obliczone moce chodnicze są wyższe.

Dokonując porównania mocy chłodniczej wcześniej wyznaczonej na podstawie bilansu po stronie wody oraz dla bilansu po stronie powietrza można stwierdzić, że uzyskana moc chłodnicza w obu przypadkach jest zbliżona. Porównywane wartości mocy chłodniczej sporządzonej dla bilansu powietrza w tablicy pogrubiono.

Dla ściany K-9 w pokładzie 356/1 moc chłodnicza wyznaczona po stronie wody wynosiła 236 kW, natomiast po stronie powietrza dla ostatniego pomiaru zamieszczonego w tablicy wynosiła 186 kW. Dla następnych chłodnic porównanie wypada w podobnych proporcjach. Udział mocy chłodniczej wyznaczonej po stronie powietrza wynosi średnio 76% mocy chłodniczej wyznaczonej z bilansu mocy po stronie wody. Porównanie wyników obliczeń bilansu mocy chłodniczej po stronie wody i powietrza zostało zamieszczone na rysunku 8. Różnica mocy chłodniczych wynika z nieuwzględnienia w bilansie po stronie powietrza ciepła wykroplenia pary wodnej (ciepło niejawne).



Rys. 8. Moc chłodnic powietrza w oddziałach wydobywczych

Fig. 8. Changes in cooling power of air coolers in working areas

Należy zauważyć, że na wielkość mocy chłodniczej wpływa wiele czynników, wymiana ciepła i chłodzenie powietrza odbywa się z największą intensywnością dla zainstalowanych chłodnic, gdy temperatura sucha równa jest 32 ^{o}C, a wilgotność względna jest większa niż 85 % na wlocie do chłodnicy.

5. Podsumowanie

Analiza układu chłodzenia wykazała, że choć pracuje poprawnie, ale nie uzyskuje on zakładanej mocy chłodniczej wynoszącej 5 MW. Wypełnienie założeń projektowych jest moż-

liwe w przypadku zwiększenia liczby punktów i wzrostu intensywności odbioru ciepła chłodzonego powietrza w rejonach eksploatacyjnych.

Parametry pracy chłodziarek powierzchniowych uzależnione są od parametrów wody w obiegu wtórnym (dołowym). W okresie wiosennym przy niewielkim obciążeniu cieplnym układ schładzania powietrza przy pomocy wodnych chłodnic powietrza połączonych z siecią klimatyzacji centralnej nie odbiera zakładanych wielkości ciepła. Wynika to niskich temperatur powietrza w miejscach schładzania. Stan ten ulegnie poprawie przy rozwoju frontu eksploatacyjnego w rejonach o większym zagrożeniu klimatycznym jak również i w okresie letnim.

Referat zrealizowano w ramach badań statutowych nr 11.11.100.435.

Literatura

[1] Badania nad doborem technologii poprawy warunków klimatycznych w wyrobiskach górniczych w oparciu o klimatyzację centralną, Akademia Górniczo-Hutnicza, Katedra Górnictwa Podziemnego. Kraków 1997 (niepulikowana)

[2] Szlązak N., Jakubów A., Nawrat S., 2001: *Central Air-Conditioning in the Pniówek Coal Mine — The First Such Project in Poland,* Prececdings of the 7th International Mine Ventilation Congress, Kraków.

Effectiveness of air cooling in working areas based on central power-cooling system

Abstract

This article presents cooling balance of subsurface air cooling system with determination of both a cooling power and heat losses. The evaluation of using cooling power of subsurface air coolers was presented. The dependence between cooling power and air temperature, relative humidity, temperature and flow rate of cooling water was analysed. That allowed for the determination of possibility of increasing the effectiveness of using cooling power in subsurface conditions.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1101—1110

Józef SZUSTER
Stanisław LASEK
Józef CHROBAK
Antoni MIŚKOWIEC
Katowicki Holding Węglowy S.A.,
KWK Mysłowice

Zmiana sposobu odstawy urobku z kołowego na taśmowy jako przykład efektywnego działania obniżającego koszty wydobycia węgla

Słowa kluczowe

Odstawa urobku – transport taśmowy

Streszczenie

Artykuł ten ma na celu przybliżenie działań techniczno-organizacyjnych podejmowanych przez KHW S.A. KWK „Mysłowice" dla uproszczenia modelu strukturalnego zakładu górniczego polegającego na przejściu z modelu kopalni dwupoziomowej na model kopalni jednopoziomowej.

Głównym zadaniem było zastąpienie transportu urobku przewozem kołowym na odstawę urobku przenośnikami taśmowymi. Przedstawiono proces realizacji tego zadania poczynając od wykonanych robót górniczych, poprzez zabudowę przenośników, wyposażenie elektryczne całego układu odstawy, a kończąc na krótkiej analizie ekonomicznej przedsięwzięcia.

Zasadniczy nacisk położono w artykule na nowoczesność zastosowanych rozwiązań technicznych.

Od szeregu lat w kopalni prowadzone są działania techniczno-organizacyjne mające na celu poprawę efektywności gospodarczej i ekonomicznej. W odniesieniu do dołu kopalni działania te polegały między innymi na zawężeniu pól eksploatacyjnych, redukowaniu oddziałów wydobywczych, skracaniu dróg wentylacyjnych oraz wymianie wyposażenia technicznego którego wynikiem jest zmniejszenie pracochłonności jak również zwiększenie bezpieczeństwa pracy. W odniesieniu do powierzchni kopalni obejmowały restrukturyzację polegającą na wyodrębnieniu z jej struktury organizacyjnej oddziałów nie związanych bezpośrednio z procesem produkcji węgla, tworząc na ich bazie odrębne podmioty gospodarcze. Ponadto od dłuższego czasu, równolegle z wyżej przedstawionymi działaniami, w kopalni

realizuje się szereg prac zmierzających do uproszczenia modelu strukturalnego zakładu górniczego, polegającego na przejściu z modelu kopalni dwupoziomowej na model kopalni jednopoziomowej.

W związku z wyeksploatowaniem zasobów operatywnych na poziomie 350 m, obecnie spełnia on tylko funkcje pomocnicze w zakresie transportu materiałów na poziom 500 m i odstawy części urobku z poziomu 500 m do szybu „Jagiełło". Podstawowym warunkiem przeprowadzenia procesu likwidacji poziomu 350 m jest wykonanie szeregu prac przy stosowujących obiekty poziomu 500 m do osiągania wielkości wydobycia, na poziomie zabezpieczającym uzyskanie dodatniego wyniku finansowego. Prace te dotyczą w szczególności stworzenia warunków odpowiedniego programowania frontu eksploatacyjnego, zmian w zakresie przewietrzania dołu kopalni, odprowadzenia wód dołowych itp., a przede wszystkim odpowiedniego przekierunkowania transportu poziomego urobku i materiałów, zabezpieczającego uzyskanie z poziomu 500 m wydobycia w wyżej określonej wielkości.

Obecnie urobek z załadowni oddziałowych na poziomie 500 m transportowany jest w wozach drogami przewozu kołowego pod szyb „Sas", gdzie poprzez wywroty napełniane są dwa zbiorniki odmiarowe skipowe o pojemności około 12 ton każdy. Następnie urobek dwoma naczyniami skipowymi transportowany jest szybem „Sas" do Zakładu Przeróbczego.

Dotychczasowy sposób transportu urobku posiada wiele wad, do których należy zaliczyć:

— nierytmiczność dostaw urobku pod szyb „Sas",
— wysoki koszt eksploatacji związany z utrzymaniem elektrowozów, taboru kolejowego oraz dróg przewozowych,
— wysoka pracochłonność
— wysoki stopień zagrożeń występujący na drogach przewozowych.

W celu wyeliminowania powyższych wad został opracowany projekt koncepcyjny, a główne założenia projektu to:

— maksymalne wykorzystanie istniejących wyrobisk,
— wykonanie niewielkiej ilości nowych wyrobisk,
— wykonanie zbiornika retencyjnego skarpowego o pojemności 1600 m^3,
— dobór optymalnego wyposażenia technicznego.

W ramach projektu w zakresie robót górniczych wykonano:

— przebudowę przekopu Równoległego do Głównego na poz. 500 m na odcinku 2090 m,
— przebudową podszybia szybu „Sas" na odcinku 45 m,
— nowy przekop Wznoszący o długości 218 m,
— komorę nadzbiornikową o długości 27 m,
— zbiornik retencyjny skarpowy o pojemności 1600 m^3,
— dwa otwory wielkośrednicowe o łącznej długości 52 m,
— chodnik dojściowy z komorą podzbiornikową o długości 37 m,
— chodniki wentylacyjne o długości 55 m.

Łącznie wykonano 2135 m przebudów wyrobisk w tym:

— firmy obce — 1282 m,
— oddziały kopalni — 853 m oraz wydrążono około 400 m nowych wyrobisk.

Całkowity koszt wykonania robót górniczych wraz z uzbrojeniem zbiornika wyniósł do chwili obecnej około 11,1 mln zł. Natomiast udział własny kopalni w postaci robocizny i materiałów wyniósł 3,7 mln zł tj. 33,3% kosztu całkowitego. Roboty górnicze prowadzone były

od lutego 1998 roku, a zostały zakończone we wrześniu 2001 roku wykonaniem zbiornika skarpowego retencyjnego.

Wyposażenie techniczne zgodnie z projektem koncepcyjnym obejmuje:

— przenośnik taśmowy P-1, typu PIOMA-1200, długości 2512 m i szerokości 1200 mm z napędem NPD 250 (2 × 250 kW) w przekopie równoległym do głównego na poziomie 500 m;
— przenośnik taśmowy P-2, typu PIOMA-1200, długości 227 m i szerokości 1200 mm z napędem NPD 250 w przekopie wznoszącym;
— przenośnik taśmowy rewersyjny P-3, typu PIOMA-1600, długości 12,5 m i szerokości 1600 mm z napędem 2x30 kW w komorze nadzbiornikowej;
— przenośnik taśmowy–ważący P-4, typu PIOMA-1600, długości 80 m i szerokości 1600 mm z napędem 2 × 45 kW w przekopie taśmowym, (podający urobek ze zbiornika retencyjnego do zbiorników odmiarowych skipowych szybu „Sas").

Wszystkie koszty poniesione na zakup, montaż i wyposażenie przenośników wyniosły około 11,4 mln zł.

W dniu 5.11.2001 r. zostały zakończone prace montażowe, natomiast w dniu 12.11.2001 r. zostanie przeprowadzony próbny rozruch i włączenie głównej odstawy taśmowej do ciągu technologicznego.

Opis techniczny urządzeń

Wszystkie przenośniki taśmowe skonfigurowane zostały pod potrzeby KWK „Mysłowice" i wykonane w FMG „PIOMA", natomiast układy zasilania, automatyki, sygnalizacji i diagnostyki zostały zaprojektowane i wykonane przez PKiMSA „CARBOAUTOMATYKĘ" S.A.

Przenośnik P-1 „Pioma-1200"

Przenośnik P-1 o długości 2512 m zabudowany jest w Przekopie Równoległym do Głównego na poziomie 500 m i jest to najdłuższy w Polsce przenośnik pracujący w górnictwie podziemnym.

Prędkość pracy przenośnika jest zmienna od prędkości wlecznej 0,1 m/s do maksymalnej 2,5 m/s. Czas przemieszczenia urobku od zwrotni do wysypu przy prędkości 2,5 m/s wynosi 16 minut i 45 sekund. Wydajność maksymalna 1300 t/h.

Przenośnik P-1 składa się z następujących podzespołów:

— napęd NPD250 (1 × 250 kW + 1 × 250 kW),
— wysięgnik Pioma 1200,
— trasa Pioma 1200 (ceownikowa) podziałka co 1,0 m,
— zwrotnia Pioma 1200,
— stojak wysięgnika,
— stacja napinająca nadążna SNP 1200PG,
— stacja napinająca WSN-400/15,
— zespół pętlicy B-1200,
— zsuwnia z przenośnika P-1 na P-2,
— zespół hamulców ZRHT 5 z agregatem AZRHT.

W skład wyposażenia elektrycznego wchodzą:
— 2 przemienniki częstotliwości PPC2/3 trzy odpływowe z funkcją obejścia, zasilane ze zmodyfikowanych stacji transformatorowych 400 kVA,
— 2 silniki elektryczne SGP 250 kW/1000V chłodzone wodą,
— układ automatyki BFBS (Betacontrol) ze sterownikiem mikroprocesorowym z rodzajem pracy (automatycznym, z odryglowaniem, z zaryglowaniem, tryb awaryjny),
— układ sygnalizacji i diagnostyki wyposażony w wyświetlacz alfanumeryczny, dwie magistrale systemowe FELDBUS,
— oświetlenie całej trasy odstawy.

Przenośnik P-1 został wyposażony w następujące czujniki:
— czujnik p.poż. typu SAGA-1/U/G w ilości 3 sztuk powodujące wyłączenie napędu przy wzroście temperatury powyżej dopuszczalnego progu,
— czujnik spiętrzenia urobku typu Bocian 2u,
— czujnik temperatury typu CTm,
— czujnik prędkości taśmy typu ICZ na podstawie których kontrolowany jest moment zakończenia rozruchu, a w czasie normalnej pracy mierzona prędkość jest porównywalna z założonym zakresem dopuszczalnym,
— czujnik prędkości obrotowej bębna typu ICZ pozwala porównywać inną prędkość obrotową bębna z prędkością taśmy w celu wykrycia poślizgu na bębnie; po przekroczeniu dopuszczalnej wartości nastąpi awaryjne zatrzymanie przenośnika,
— czujniki schodzenia taśmy typu NS2.1/1.B powodujące zatrzymanie przenośnika po wykryciu schodzenia taśmy przy bębnach napędowych i bębnie zwrotnym,
— na przenośnikach podających urobek na taśmę P-1 będą zabudowane czujniki zapełnienia typu SCU wchodzące w skład ultradźwiękowego układu pomiarowego UME oraz detektory metalu.

Zastosowanie dwóch torów zasilania napędu P-1 (transformator—przemiennik—silnik) umożliwia pracę przenośnika nawet przy awarii jednego z podzespołów zasilających np. silnika i usunięcia awarii w późniejszym okresie. Przenośnik będzie pracował wtedy ze zmniejszoną mocą do 250 kW.

Jedną z ważniejszych cech przenośnika P-1, a tym samym całego układu jest możliwość magazynowania urobku na trasie co umożliwia:
— dodatkowe zwiększenie możliwości akumulacji urobku w systemie odstawy,
— poprawę ciągłości dostaw urobku dla zakładu mechanicznej przeróbki węgla przy nierytmiczności wydobycia w czasie doby.

Sygnał do regulacji częstotliwości napięcia wyjściowego przemienników zasilających silniki elektryczne napędu uzyskiwany jest z czujników zapełnienia przenośników sypiących na P-1 przetworzony przez układ UME.

Regulację prędkości taśmy przeprowadza się tak, aby przy małej nadawie urobku ze ścian na przenośnik uzyskiwać możliwie bliskie znamionowemu obciążeniu jednostkowemu na metr bieżący długości czynnej przenośnika. W przypadku, gdy zwiększa się nadawa urobku ze ścian, przemiennik częstotliwości zwiększa częstotliwość napięcia zasilającego silniki, w wyniku czego zwiększa się prędkość taśmy tak, aby zachować stałe obciążenie przenośnika urobkiem.

Układ umożliwia zmagazynowanie w ten sposób do 360 ton urobku.

Przenośnik P-2 „Pioma-1200"

Przenośnik P-2 o długości około 227 m zabudowany jest w Przekopie Wznoszącym o średnim nachyleniu 7°7'.

Prędkość pracy przenośnika wynosi od 0,1 m/s do 2,5 m/s. Czas przemieszczenia urobku od zwrotni do wysypu przy prędkości maksymalnej wynosi około 1,5 min, tak więc łączny czas przepływu urobku od stacji zwrotnej P-1 do zbiornika retencyjnego przy prędkości taśmy 2,5 m/s wyniesie 18 minut i 15 sekund. Wydajność maksymalna 1300 t/h.

Docelowo przenośnik P-2 będzie kierował urobek na przenośnik rewersyjny o długości około 12,5 m zabudowany nad zbiornikiem retencyjnym. Przenośnik P-3 zabudowany zostanie w późniejszym terminie zgodnie z zapisem Uchwały Zarządu KHW S.A. nr 225/2001 z dnia 27.04.2001 r.

Przenośnik P-2 podobnie jak przenośnik P-1 składa się z tych samych podzespołów z następującymi zmianami:

— napęd NPD250, ale z silnikiem 160 kW,
— nie zastosowano stacji nadążnej SNP 1200PG,
— wysięgnik wydłużony do około 14 m,
— zamiast zsuwni zsypowej jest zabudowana zsuwnia rozdzielcza umożliwiająca poprzez klapę rozdzielczą sterowaną przesuwnikiem elektrycznym kierowanie urobku do przodu lub tyłu zbiornika.

W wyposażeniu elektrycznym zamiast przemiennika PPC2/3 zastosowano przemiennik NPC-1 na napięcie 500 V zasilany ze stacji transformatorowej 500 V. Układ automatyki i sygnalizacji jest identyczny jak w przenośniku P-1 za wyjątkiem ultradźwiękowego układu pomiarowego zapełnienia taśmy.

Zbiornik retencyjny

Zbiornik zlokalizowany jest w odległości 80 m od szybu „SAS". Nad zbiornikiem usytuowana jest komora nadzbiornikowa o długości 27 m wykonana w obudowie profilowanej z kształtownika V25 o wymiarach 7,5 m × 5,5 m która jest udostępniona Przekopem Wznoszącym. Za komorą nadzbiornikową wykonane jest krótkie 10 m wyrobisko w obudowie ŁP/V25/9/A, które stanowi głowicę otworu wentylacyjnego o długości 26 m i średnicy 1016 mm.

Zbiornik o pojemności około 1600 m^3, zaprojektowany został w postaci podłużnej połowy zbiornika cylindrycznego o średnicy 6 m z dwoma trójkątnymi, pionowymi ścianami wyprowadzonymi stycznie w płaszczyznach prostopadłych do płaszczyzny trzeciej i dnem płaskim (skarpą) nachylonym pod kątem 48,5°. Zbiornik zakończony jest lejowatym ujściem do komory podzbiornikowej poprzez stalową gardziel osadzoną w jej sklepieniu.

Obudowę części cylindrycznej stanowi płaszcz betonowy o grubości min. 0,5 m natomiast pionowe ściany boczne wykonane są w obudowie kotwiowo-betonowej. Kotwie POK36c o zmiennych długościach, rozmieszczono w siatce o gęstości 1 szt./m^2. Pochyłe dno zbiornika wykonane zostało z betonu na kruszywie bazaltowym. Przewidziano ochronę powierzchni skarpy przed nadmierny m ścieraniem, osadzonymi w betonie szynami S-24.

Parametry zbiornika skarpowego (retencyjnego):

— wysokość zbiornika od poziomu krążyny montażowej — około 20,0 m,

— wysokość zbiornika od końca gardzieli — 23,75 m,
— wysokość od spągu komory podzbiornikowej do stropu komory nadzbiornikowej – około 34,5 m,
— długość zbiornika maksymalna — 22,74 m,
— szerokość zbiornika — 6,0 m,
— kąt nachylenia skarpy — 48,5°.

Na głowicy zbiornika zabudowana jest konstrukcja nośna z dwuteowników 300, na której zabudowane są blachownice toru jezdnego przenośnika P-3. Pokrycie zbiornika z barierkami zmontowane jest na 16-stu wspornikach osadzonych w komorze zbiornika. Pod pokryciem zbiornika znajduje się urządzenie gaśnicze zbiornika wykonane z rur stalowych o średnicy 108 mm wyposażone w 140 dysz zraszających.

W zbiorniku zamontowany jest czujnik pomiaru metanu o progu 0,5% oraz czujniki radioizotopowe napełnienia zbiornika UPR 1—4. Opróżnienie zbiornika retencyjnego skarpowego kontroluje miernik ultradźwiękowy UMP.

Wylot ze zbiornika znajduje się w komorze podzbiornikowej, która wykonana została w obudowie stalowo-betonowej. Długość tej komory wynosi 9,0 m, szerokość 6,0 m, a wysokość do 5,5 m. W przedłużeniu komory wykonano krótkie wyrobisko o szcrokości 4,0 m i wysokości 5,2 m gdzie zabudowana jest stacja napinająca przenośnika taśmowego P-4. Za komorą podzbiornikową wykonano chodnik wentylacyjny o łącznej długości około 40 m w obudowie ŁP1/V21/A.

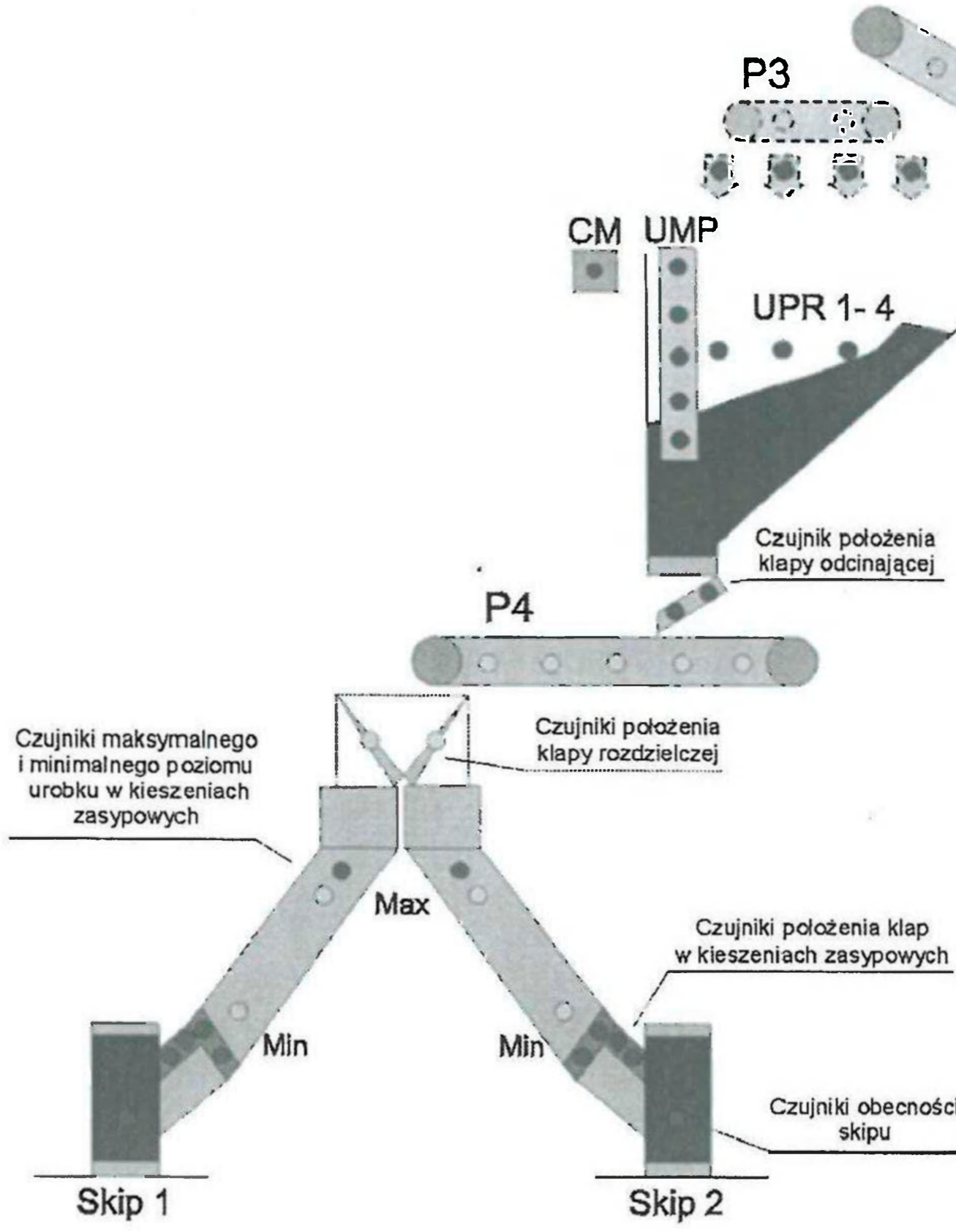
Konstrukcja wylotu ze zbiornika składa się z 4 segmentów zsuwni z klapami: zamykającą, odcinającą, łupinową i awaryjnego zamknięcia. Wokół zsuwni zabudowany jest pomost obsługowy. Za pomostem obsługowym znajduje się wieża ciężarowa do zamykania klapy odcinającej. Klapy zsuwni otwierane są przez 6 siłowników pneumatycznych. Położenie klapy zamykającej sygnalizują dwa czujniki magnetyczne KFM.

Przenośnik P-4 „Pioma-1600”

Przenośnik P-4 Pioma-1600 o długości 80 m zabudowany jest w Przekopie Taśmowym. Prędkość pracy przenośnika jest zmienna od prędkości wlecznej 0,1 m/s do maksymalnej 1,44 m/s. Taśma transportuje urobek do kieszeni odmiarowych pod szybem „Sas”.

Przenośnik P-4 składa się z następujących podzespołów:
— napęd B-1600 o mocy 2 × 45 kW,
— trasy Pioma 1600 (ceownikowa),
— wysięgnika,
— stacji zwrotnej przejezdnej,
— wieży napinającej ciężarowej,
— hamulcy szczękowych hydraulicznych ExZEM 1250 S450,
— wagi elektronicznej taśmowej typu ROL-400.

W skład wyposażenia elektrycznego wchodzą:
— przemiennik częstotliwości PCO-80,
— stacja transformatorowa 400kVA/500V,
— dwa silniki elektryczne dsg-45 kW,
— układ automatyki BFBS (Betacontrol) ze sterownikiem mikroprocesorowym,



P3	P1	P2	P4
Praca w automatyce	Praca w automatyce	Praca w automatyce	Praca w automatyce
Praca indywidualna z zaryglowaniem	Praca indywidualna z zaryglowaniem	Praca indywidualna z zaryglowaniem	Praca ręczna
Praca indywidualna z odryglowaniem	Praca indywidualna z odryglowaniem	Praca indywidualna z odryglowaniem	Praca remontowa
Praca remontowa	Praca remontowa	Praca remontowa	Odważania porcji urobku
Gotowość falownika	Gotowość falownika	Gotowość falownika	Gotowość falownika
Praca falownika	Praca falownika	Praca falownika	Praca falownika
Awaria	Awaria	Awaria	Awaria
Zakłócenie przekazywania danych	Zakłócenie przekazywanie danych	Zakłócenie przekazywania danych	Zakłócenie przekazywania danych

LEGENDA

UME - ultradźwiękowy miernik strugi (nadawy)
UMP - ultradźwiękowy miernik poziomu urobku w zbiorniku retencyjnym
UPR - izotopowe czujniki zapełnienia zbiornika
CM - czujnik metanometryczny

Rys. 1. Schemat układu transportu urobku wraz z układem załadunku zbiornika retencyjnego (skarpowego) oraz zbiorników odmiarowych skipowych w rejonie szybu „Sas" na poziomie 500 m w KWK „Mysłowice"

Fig. 1. The scheme of transport position with the position of retentional container delivery and the skip measurement container around the "SAS" shaft on the level of 500 m in Mysłowice coal mine

— układ sygnalizacji i diagnostyki z wyświetlaczem alfanumerycznym zabudowanym w sterowni przy szybie „Sas" oraz w Dyspozytorni,
— układu ważącego wagi elektronicznej ROL-400.

Przenośnik będzie wyposażony w takie same czujniki jak przenośnik P-2. Ważną cechą tego przenośnika jest to, że waga elektroniczna zainstalowana w trasie tego przenośnika steruje klapą zamykającą wylotu ze zbiornika, co umożliwia dozowanie porcji urobku równej pojemności skipu tj. około 12,25 t.

Waga automatycznie analizuje ilość materiału załadowanego do zbiornika odmiarowego skipowego na podstawie uprzednio wprowadzonych danych. Po odważeniu zadanej porcji urobku waga wysyła informację do układu automatyki, który zamyka klapę zamykającą na okres równy czasowi przełożenia klapy rozdzielającej w zbiorniku odmiarowym, bez zatrzymania biegu taśmy. Po tym czasie układ otwiera klapę zamykającą i waga odmierza następne porcje urobku. Cykle te powtarzają się do czasu zatrzymania taśmy. Odmierzone porcje urobku kierowane są do zbiornika odmiarowego, następnie rozładowywane do skipu szybu „Sas" poprzez kieszenie i klapy skipowe. Kontrolę zapełnienia kieszeni skipowych realizuje się poprzez czujniki izotopowe UPR.

Wszystkie przenośniki odstawy głównej zostały wyposażone w taśmę firmy DEPREUX produkowaną we Francji. Przenośnik P-1 i P-2 wyposażone są w taśmę o następujących parametrach:

— rodzaj taśmy: PVG 1250/1-1200 4+3,
— wytrzymałość: min. 1250 N/mm (wersja wzmocniona),
— ilość przekładek: 1,
— szerokość: 1200 mm,
— okładki z gumy chloroprenowej 4 + 3 mm,
— nachylenie trasy do 20°.

Natomiast taśmy na przenośniki P-3 i P-4 różnią się szerokością, która wynosi 1600 mm oraz wytrzymałością min. 800 N/mm. Na wszystkie taśmy kopalnia otrzymała 5-letnią gwarancję. Odcinki taśm po 200 m łączone są ze sobą za pomocą wulkanizacji na gorąco.

Zastosowanie tak nowoczesnych rozwiązań technicznych, a szczególnie przemienników częstotliwości w układach napędowych ma zapewnić:

— osiąganie wysokiej sprawności energetycznej napędu w całym zakresie prędkości taśmy,
— eliminowanie udarów momentu w całym układzie napędowym przenośnika podczas rozruchu, pracy ustalonej i hamowania,
— eliminowanie poślizgów taśmy na bębnach napędowych poprzez automatyczne ograniczanie przyspieszeń (szybkości zmian częstotliwości napięcia), co ma szczególne znaczenie w fazach rozruchu i hamowania,
— uzyskiwanie dowolnej prędkości przenośnika w sytuacjach szczególnych, jak np. rewizja taśmy, prace remontowe itp.,
— automatyczne dostosowanie prędkości taśmy do stopnia obciążenia przenośnika (stabilizacja grubości strugi, mniejsze rozdrobnienie urobku na przesypach), co w odniesieniu do jednostkowej masy transportowanego urobku zapewnia zmniejszenie zużycia części mechanicznych przenośnika i energii zużytej przez napęd oraz pracę napędu przy wyższym współczynniku mocy,

— zmniejszenie ilości aparatury rozdzielczej i sterowniczej w układzie napędowym przenośnika,
— bezinwestycyjny wzrost wydajności przenośnika dzięki możliwości zasilania silników napięciem o częstotliwości do 60 Hz, co przy osiągnięciu przez systemy ścianowe wysokich wydajności chwilowych pozwala odebrać urobek ze ścian bez konieczności wymiany przenośnika lub przekładni,
— optymalne wykorzystanie maszyn i ich napędów,
— zmniejszone zużycie okładzin hamulców przenośnika szczególnie przy transporcie urobku po upadzie.

Podsumowanie

Dla porównania kosztów kopalnianej kolei podziemnej oraz wprowadzonej taśmowej odstawy urobku dokonano wyliczeń uwzględniających zmniejszenie zatrudnienia o 110 osób oraz zużycia energii o 1681 MWh.

Wyliczone koszty odstawy kołowej uwzględniają konieczność odnowienia posiadanego taboru.

Roczne koszty odstawy kołowej:

— wynagrodzenia	—	12 890,8 tys. zł
— amortyzacja	—	754,7 tys. zł
— remonty i materiały	—	754,7 tys. zł
— energia	—	754,7 tys. zł
— **razem**	—	**15 539,8 tys. zł**

Roczne koszty odstawy taśmowej

— wynagrodzenia	—	7 390,7 tys. zł
— amortyzacja	—	3 167,4 tys. zł
— remonty i materiały	—	170,2 tys. zł
— energia	—	170,2 tys. zł
— **razem**	—	**11 299,7 tys. zł**

Przeprowadzona analiza kosztów transportu kołowego i taśmowego pozwoliła stwierdzić, że koszty transportu taśmowego są niższe od kosztów transportu kołowego o około 4240,1 tys. zł w skali roku, czyli 2,47 zł/t wydobytego węgla przy produkcji 6800 ton.

Wprowadzenie odstawy taśmowej pozwoli również na sprzedaż zbędnego taboru kołowego. Według szacunkowej wyceny przychody z tego tytułu wyniosą około 1,5 mln zł.

Realizacja zadania inwestycyjnego pt. „Uproszczenie modelu kopalni — zmiana sposobu odstawy urobku pod szyb „Sas" na poziomie 500 m", będzie kosztowała kopalnię 22,5 mln zł.

Po okresie zwrotu inwestycji, który wynosić będzie około 4 lata i 8 miesięcy inwestycja będzie przynosić kopalni oszczędności w postaci obniżenia kosztów wydobycia zwiększając tym samym rentowność kopalni.

W trakcie przygotowania i realizacji tej inwestycji Zarząd KHW S.A. podjął dziewięć uchwał (pierwsza z dnia 27 maja 1997 r.) oraz przeprowadzonych zostało 7 przetargów.

Oddanie tej inwestycji pozwoli również kopalni zlikwidować rejon eksploatacyjny na poziomie 350 m. Likwidacja tego poziomu pozwoli kopalni zaoszczędzić około 6 mln zł rocznie.

The substitution of the wheel carriage output delivery transport for belt — carrier — an example of effective working for reduction costs of coal exploitation

Abstract

The aim of this article is to introduce the technical — organizing activities taken by KHW S.A. KWK "Mysłowice" in order to simplify the structural model of mining works which means changing the 2-level mine model onto 1-level mine model.

The main task was to substitute the transport of wheel carriage output with belt — carrier. The process of the above investment realization was presented from the point of mining works through the conveyor cover, the electric equipment of the whole delivery system, up to the investment brief economical analysis.

The essential emphasis was put on the modernity of used technical solutions.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1111—1130

Andreas ZAPOTOCKI
CARBOTECH-POLONIA
Michał STOPYRA
Jerzy STASICA
Zbigniew RAK
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Efekty zabezpieczania ociosów węglowych z wykorzystaniem kotwi urabialnych wklejanych ładunkami PUR firmy CARBOTECH-POLONIA

Słowa kluczowe

Kotwie drewniane – ładunki klejowe – nośność kotwi – badania laboratoryjne – badania „in situ"

Streszczenie

W artykule przedstawiono wyniki badań i ocenę efektywności osadzania kotwi drewnianych na ładunkach klejowych typu PUR produkcji firmy CARBOTECH-POLONIA. Do badań wykorzystano kotwie drewniane o przekroju okrągłym i kwadratowym. Badania przeprowadzono w laboratorium Katedry Górnictwa Podziemnego, Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie — na specjalnym stanowisku badawczym, przeznaczonym i dopuszczonym przez Wyższy Urząd Górniczy do kontroli i atestacji obudowy kotwiowej i jej elementów oraz w warunkach „in situ" w chodnikach eksploatacyjnych utrzymywanych w samodzielnej obudowie kotwiowej, w KWK „Staszic". W oparciu o przeprowadzone badania wyznaczono siłę utwierdzenia kotwi w ociosach węglowych oraz wykazano wysoką efektywność utwierdzenia kotwi na w/w spoiwie.

1. Wstęp

Zapewnienie stateczności ociosów w chodnikach wykonywanych w samodzielnej obudowie kotwiowej ma bardzo ważne znaczenie. Szczególnie niebezpieczna sytuacja ma miejsce w przypadku tzw. „łuszczenia się ociosu" w wyniku czego zwiększa się szerokości wyrobiska. Obudowa kotwiowa stropu wymaga w takich sytuacjach uzupełnień, dodatkowego wzmocnienia. Także w chodnikach utrzymywanych w obudowie podporowej niekorzystne dla pracy tej obudowy jest zaciskanie poziome spowodowane „płynięciem" pokładu w kierunku wyro-

biska. W takich sytuacjach istotne jest podejmowanie działań dla zmniejszenia lub nawet wyhamowania przemieszczeń ociosów. W pokładach węglowych o niskich parametrach wytrzymałościowych szczególnie często obserwuje się opisane zjawisko, jest ono wyraźnie wzmożone w strefie ciśnień eksploatacyjnych przed frontem ściany. Obudowa łukowa i prostokątna nie są przystosowane do przejmowania obciążeń poziomych.

W niektórych warunkach górotworu karbońskiego istotne zniszczenia obudowy podporowej wywoływane są właśnie poziomym zaciskaniem wyrobisk. Sytuacje takie obserwować można między innymi w KWK „Bogdanka". Zapobiegać przemieszczeniu ociosów można poprzez wzmocnienie pokładu węglowego. Wzmocnienie to nie może być zbyt pracochłonne i nie powinno utrudniać urabiania pokładu kombajnami. Iniekcje wzmacniające pokład żywicami organicznymi są skuteczne w ograniczonym zakresie, należałoby je w miarę utrzymywania wyrobiska powtarzać. Dotychczasowe doświadczenia wskazują, że znacznie trwalsze efekty wzmocnienia pokładu węglowego daje kotwienie. Urabiane pokładu kombajnami narzuca konieczność użycia kotwi urabialnych.

Konieczność wzmocnienia czoła ściany na okres krótkotrwałych postojów występuje również w warunkach pokładów o niskich parametrach wytrzymałościowych. Kotwie drewniane klinowe stosowane w takich sytuacjach jako wzmocnienie okazują się często za słabe. W trakcie pracy drewnianej kotwi klinowej rozrywaniu poddawany jest cały odcinek pręta pomiędzy klinami. O jego wytrzymałości decyduje więc ułożenie włókien drewna względem osi pręta. Znacznie korzystniej jest w związku z tym osadzać kotwie drewniane na różnych klejach, spoiwach. Osadzenie kotwi na kleju znacznie ogranicza dostęp grzybów i pleśni niszczących drewno. Poszukiwania efektywnych i równocześnie najprostszych w użyciu spoiw dla kotwi urabialnych trwały od dłuższego czasu. Wynikiem takich poszukiwań są opracowane ładunki klejowe typu „PUR 43/300S" firmy CARBOTECH-POLONIA Sp. z o.o. w Siemianowicach Śląskich.

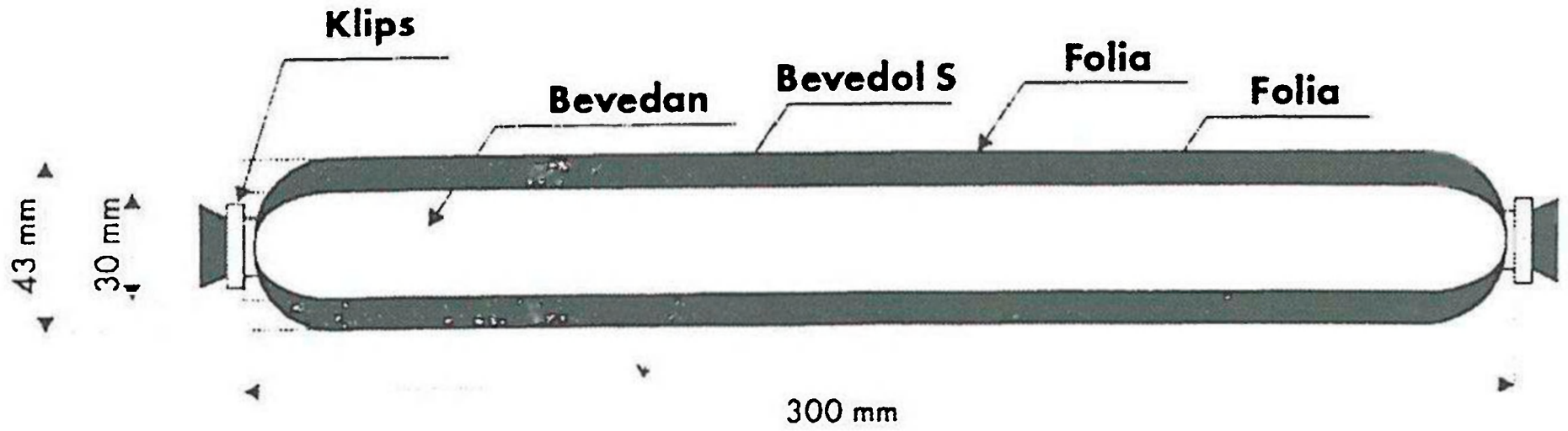
Niniejszy referat zawiera rezultaty badań laboratoryjnych oraz badań prowadzonych w warunkach „in situ" w zakresie oceny skuteczności wklejania kotwi drewnianych na ładunkach PUR. Badania laboratoryjne nad efektami osadzania kotwi w węglu przeprowadzono w Katedrze Górnictwa Podziemnego Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie na specjalnym stanowisku badawczym do kontroli i atestacji obudowy kotwiowej. Badania kopalniane zrealizowano w KWK „Staszic" w wyrobiskach zabezpieczanych samo-dzielną obudową kotwiową.

2. Charakterystyka ładunków klejowych typu PUR

Ładunki klejowe typu PUR (rys. 2.1) składają się z dwóch zamkniętych walców foliowych, umieszczonych współśrodkowo jeden w drugim. W zewnętrznym walcu znajduje się BEVEDAN, zaś w wewnętrznym znajduje się BEVEDOL S. Zamknięcie foliowych walców na ich końcach wykonane jest miedzianymi klipsami. Ładunki te zostały dopuszczone do stosowania w podziemnych zakładach górniczych niemetanowych i metanowych, w pomieszczeniach o stopniu niebezpieczeństwa wybuchu metanu a, b i c.

Wymiary ładunków PUR:

— długość 300 mm,
— średnica 43 mm i 36 mm,
— waga (odpowiednio do średnicy ładunku) wynosi 0,48 kg lub 0,39 kg.



Rys. 2.1. Budowa ładunku klejowego typu PUR

Fig. 2.1. Structure of PUR resin cartridge

Ładunki klejowe typu PUR mogą być stosowane do wklejania kotwi drewnianych o przekroju okrągłym lub kwadratowym jak również kotwi z włókna szklanego. Spoiwo wykorzystywane w ładunkach może być używane również do wzmacniania skał i węgla w otoczeniu wyrobisk chodnikowych i w ociosie ściany eksploatacyjnej.

2.1. Sposób instalowania kotwi drewnianych na ładunkach klejowych typu PUR

Instalacja kotwi drewnianych na ładunkach PUR wymaga przestrzegania następujących zasad wykonywania otworów wiertniczych:

— średnica otworu powinna być większa o 10—15 mm od średnicy kotwi;

— długość otworu powinna być większa o około 30 cm od instalowanej kotwi.

— korzystne jest poziome położenie otworów i pochylenie ich w dół.

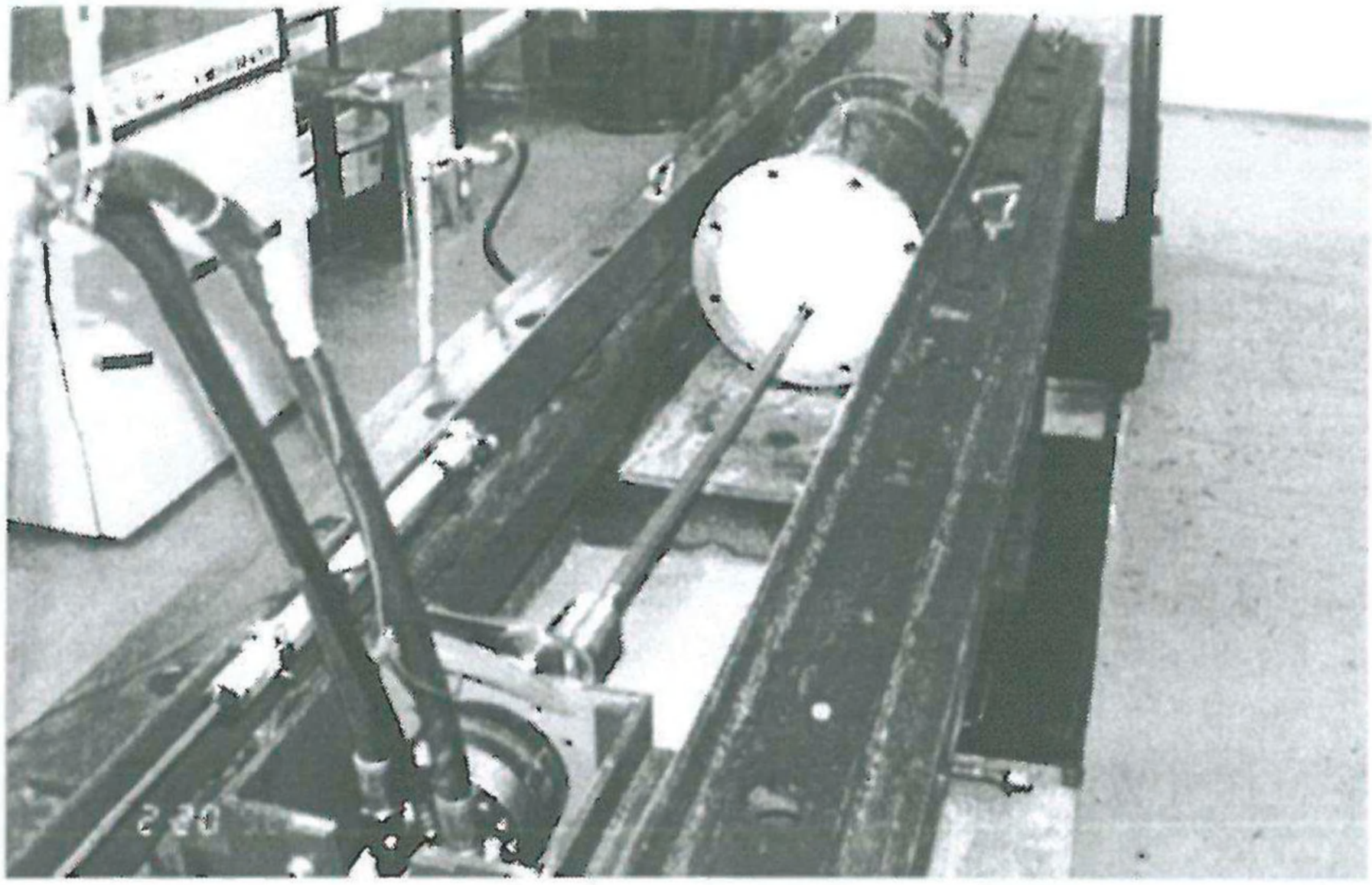
Ładunki klejowe do otworów kotwiowych wprowadza się pojedynczo przy pomocy nabijaka. Konieczną ich ilość należy określić przyjmując 1—1,5[1]) ładunku na 1 mb długości otworu. Po wprowadzeniu do otworu potrzebnej ilości nabojów należy ręcznie wprowadzić kotew urabialną, aż do styku z ładunkiem PUR. W celu ułatwienia wymieszania składników spoiwa i zniszczenia foliowych otoczek, kotwie urabialne powinny być odpowiednio zaostrzone. Przy pomocy ręcznej wiertarki poprzez adapter należy kotew wprowadzić w ruch obrotowy i równocześnie wcisnąć do dna otworu (wypełnionego ładunkami klejowymi). Obroty wprowadzanej do otworu kotwi powinny trwać minimum 30 s. Po zainstalowaniu kotwi wylot otworu należy uszczelnić. Tworzący się po wymieszaniu składników spoiwa poliuretan spienia się, zwiększając objętość około 3-krotnie. Dzięki temu wnika on w szczeliny otaczające otwór kotwiowy oraz skutecznie skleja kotew z calizną skalną.

3. Metodyka badań laboratoryjnych

3.1. Opis stanowiska pomiarowego do badań obudowy kotwiowej

Stanowisko laboratoryjne na którym przeprowadzano badania (fot. 3.1) jest urządzeniem wielofunkcyjnym, przeznaczonym do wykonywania badań nad optymalizacją procesu instalowania kotwi i współpracy obudowy kotwiowej z górotworem. Pozwala również badać wytrzy-

[1] Należy przestrzegać zasady, że ładunków klejowych nic można dzielić we własnym zakresie.



Fot. 3.1. Ogólny widok stanowiska badawczego

Fot. 3.1 General view of testing stand

małość elementów obudowy kotwiowej. Układ czujników pomiarowych połączony jest z komputerem a odpowiednie oprogramowanie umożliwia rejestrację, gromadzenie i obróbkę wyników. Na ramie nośnej stanowiska badawczego umieszcza się stalowy cylinder wypełniony materiałem skalnym spojonym przy pomocy betonu.

W przygotowanym w opisany sposób ośrodku skalnym wykonywany jest w osi cylindra otwór wiertniczy w którym instaluje się kotew. Na stanowisku mierzona jest między innymi siła utwierdzenia, wielkości wysuwu i odkształcenie kotwi.

Opisywane stanowisko laboratoryjne stwarza możliwości przeprowadzenia badań z zachowaniem warunków bardzo zbliżonych do dołowych. Badania prowadzane w kopalniach są często trudne i kosztowne, niejednokrotnie niemożliwe do przeprowadzenia w pełnym zakresie, a przy tym mniej dokładne.

3.2. Badania laboratoryjne

Do badań użyto kotwi drewnianych o przekroju żerdzi kwadratowym i okrągłym. Żerdzie kotwiowe o przekroju kwadratowym (28 × 28 mm) wykonane były z drewna sosnowego. Kotwie o żerdziach okrągłych wykonane były z drewna bukowego i posiadały średnicę ∅32 mm. Wszystkie badane żerdzie kotwiowe zakończone były jednostronnym ścięciem wykonanym pod kątem 60° do osi kotwi.

Długość kotwi oraz ich wymiary poprzeczne były stałe w całym cyklu badawczym. Wklejanie kotwi na ładunkach klejowych typu PUR 43/300S odbywało się według instrukcji wydanej przez producenta i przedstawionej w rozdziale 2.

Przygotowanie ośrodka skalnego do badań polegało na zabetonowaniu w metalowym cylindrze dopasowanych kęsów węgla o znanych parametrach mechanicznych. Własności wytrzymałościowe węgla przedstawiały się następująco:

— wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie: 15,0 MPa,
— wytrzymałość na rozciąganie: 1,16 MPa,
— moduł sprężystości Younga: 950 MPa.

W przygotowanym w ten sposób materiale skalnym, dokładnie w osi cylindra, wiercono otwór kotwiowy o średnicy ∅44 mm, w którym po założeniu ładunku klejowego instalowano żerdź kotwiową. Otwory kotwiowe wykonywano techniką wiercenia obrotowego realizowanego na sucho z odsysaniem zwiercin.

Kotwie przeznaczone do badań wklejano na odcinkach o długości 30, 60 i 90 cm. Testy wyrywania kotwi przeprowadzano po czasie nie krótszym niż 3 godziny od chwili zainstalowania. W trakcie badań siły utwierdzenia kotwi zadawano stałą prędkość wyrywania, wynosiła ona 0,1 mm/s. Kotwie obciążano do momentu całkowitego wyciągnięcia z bloku skalnego lub do momentu ich zerwania. Podczas badań dokonywano automatycznego pomiaru (co 0,1 s) obciążenia wyrywanej kotwi oraz jej przemieszczenia. Testy wyrywania kotwi powtarzano minimum trzykrotnie dla każdej opcji badań.

4. Wyniki badań laboratoryjnych

4.1. Wyniki badań laboratoryjnych kotwi o przekroju kwadratowym

Rezultaty badań w postaci charakterystyk obciążeniowo-przemieszczeniowych przedstawiono na rysunkach 4.1, 4.2 i 4.3.

Jak wykazały testy nośności kotwi drewnianych o przekroju kwadratowym, przy obciążaniu siłami przekraczającymi wartość 30 kN następowało ich zrywanie lub wyciagnięcie z otworu. Maksymalna nośność kotwi kwadratowych uzyskana na odcinku wklejenia o długości 90 cm wynosiła 37 kN. Zrywanie kotwi następowało wzdłuż płaszczyzn słojów przecinających przekątnie badane kotwie. Zależność nośności kotwi o przekroju kwadratowym od długości odcinka ich wklejenia przedstawiono na rysunkach 4.4. i 4.5.

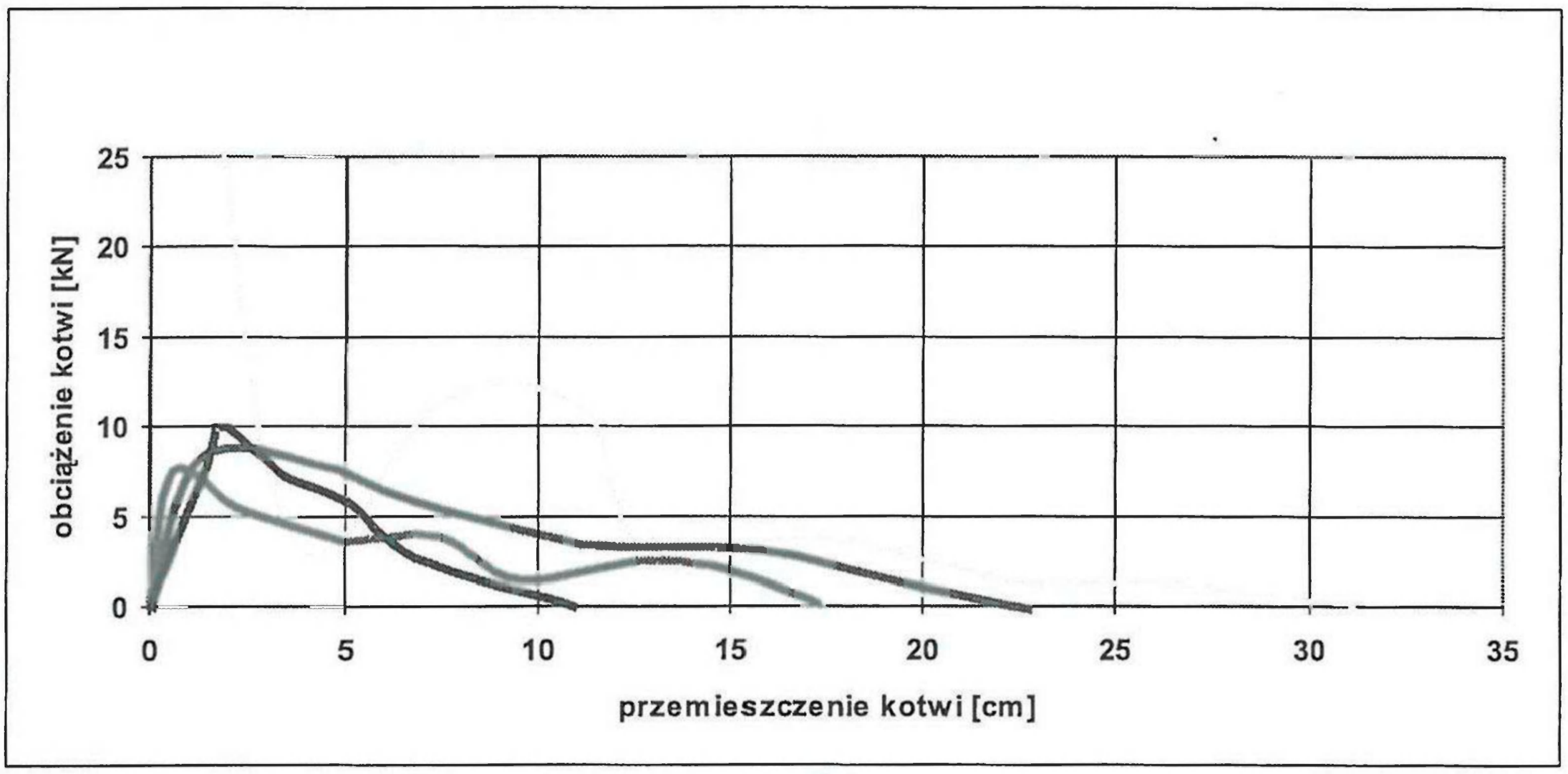
4.2. Wyniki badań laboratoryjnych kotwi o przekroju okrągłym

Rezultaty badań w postaci charakterystyk obciążeniowo-przemieszczeniowych dla kotwi okrągłych przedstawiono na rysunkach 4.6, 4.7 i 4.8.

Maksymalną nośność (68 kN) uzyskano na odcinku wklejenia o długości 90 cm. Badane kotwie ulegały zniszczeniu (zerwaniu) przy sile nie mniejszej niż 64 kN. Zależność nośności kotwi o przekroju okrągłym od długości odcinka wklejenia kotwi przedstawiono na rysunku 4.9 i 4.10. W przypadkach kiedy podczas obciążenia pręta następowało wyciąganie kotwi z otworu zazwyczaj zniszczeniu ulegało połączenie spoiwo–ośrodek skalny.

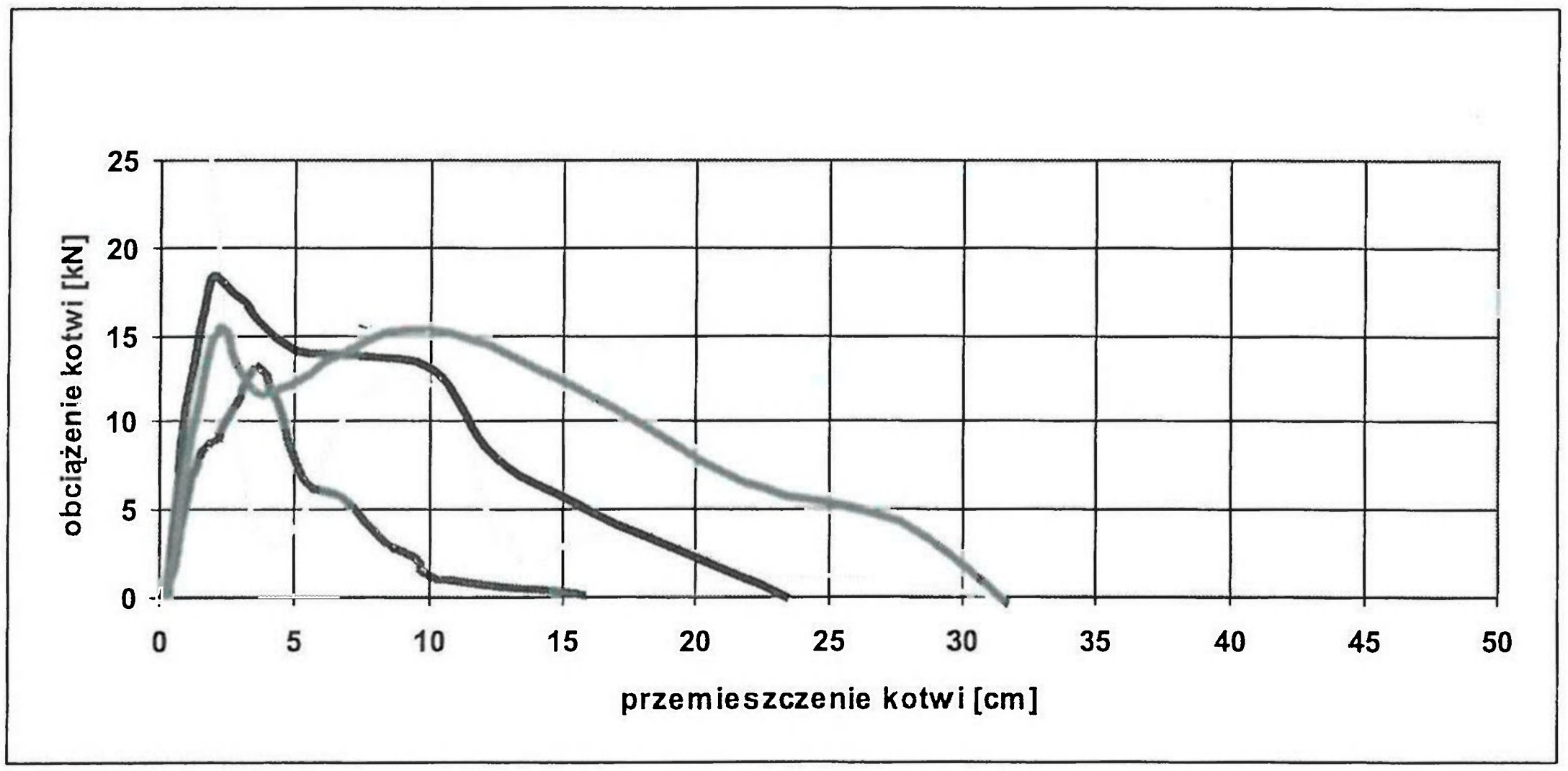
5. Metodyka badań skuteczności osadzania kotwi drewnianych na ładunkach PUR w warunkach „in situ”

Przedmiotowe badania w warunkach „in situ” przeprowadzono w ociosach prostokątnego chodnika węglowego, którego strop zabezpieczano samodzielną obudową kotwiową. Chodnik zlokalizowany był w pokładzie 405 w KWK Staszic. Resztkowa partia pokładu wybierana jest



Rys. 4.1. Charakterystyki obciążeniowo-przemieszczeniowe kotwi drewnianych o przekroju kwadratowym wklejonych na ładunku PUR (długość wklejenia kotwi 30 cm)

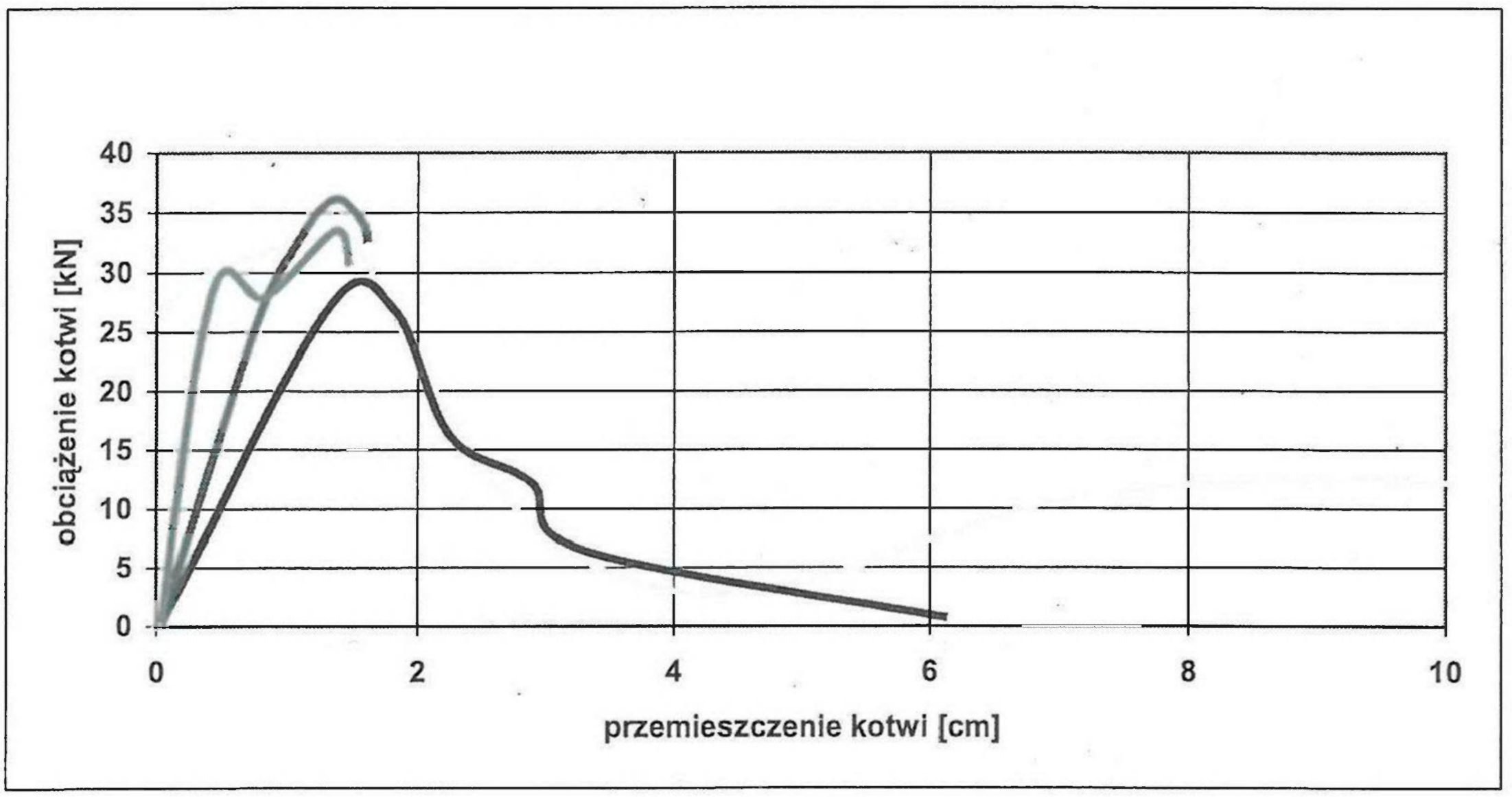
Fig. 4.1. Loading and dislocation characteristics of square in a cross-sections wooden bolts inserted with PUR cartridge (the length of fixing — 30 cm)



Rys. 4.2. Charakterystyki obciążeniowo-przemieszczeniowe kotwi drewnianych o przekroju kwadratowym wklejonych na ładunku PUR (długość wklejenia kotwi 60 cm)

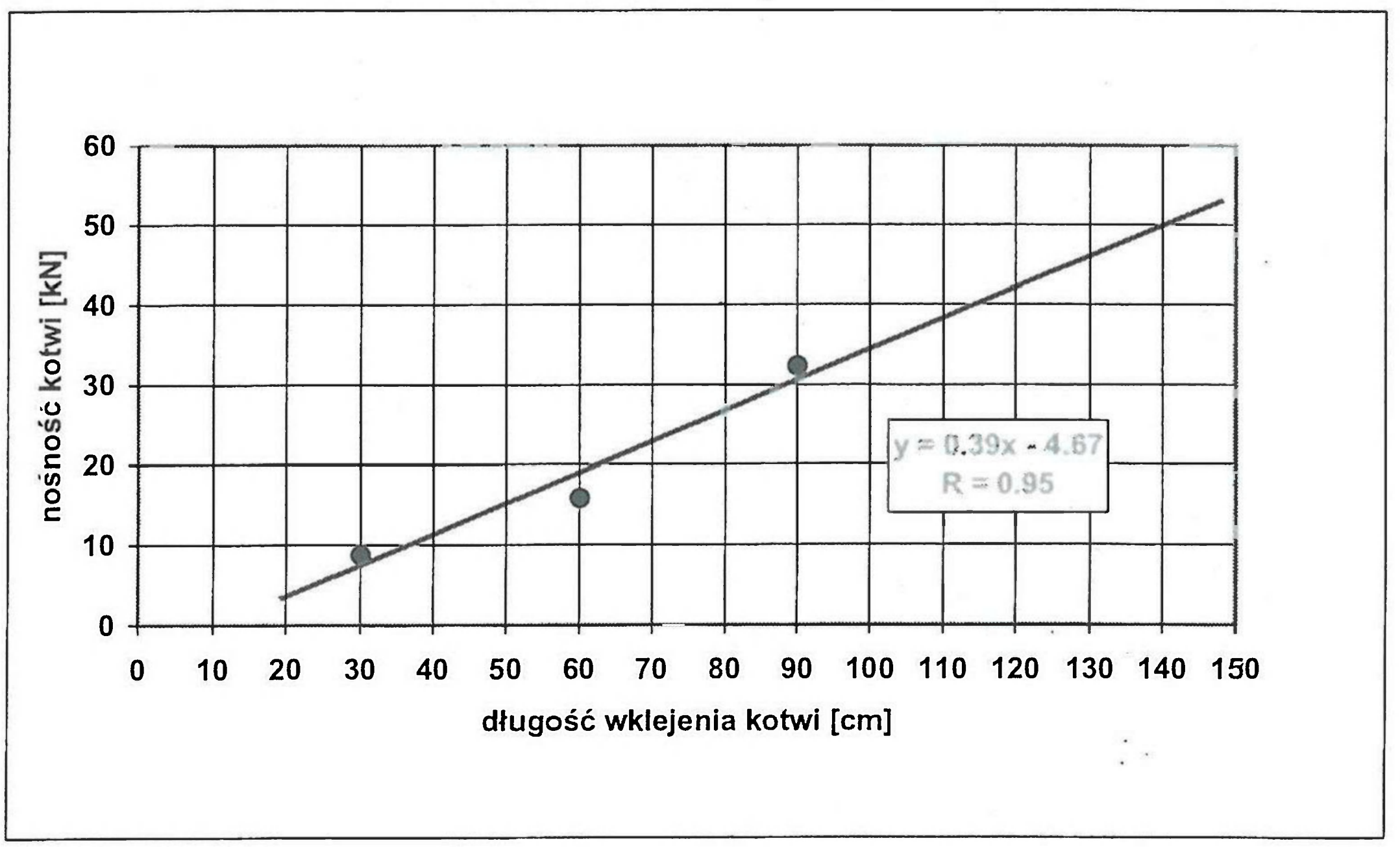
Fig. 4.2. Loading and dislocation characteristics of square in a cross-sections wooden bolts inserted with PUR cartridge (the length of fixing — 60 cm)

systemem chodników eksploatacyjnych i wcinek. Pomimo zabezpieczania ociosów tych chodników kotwiami drewnianymi klinowanymi efekt wzmocnienia nie był zadawalający. Próba osadzania kotwi drewnianych na ładunkach PUR podjęta została równocześnie jako poszukiwanie sposobu poprawy stateczności ociosów chodników eksploatacyjnych.



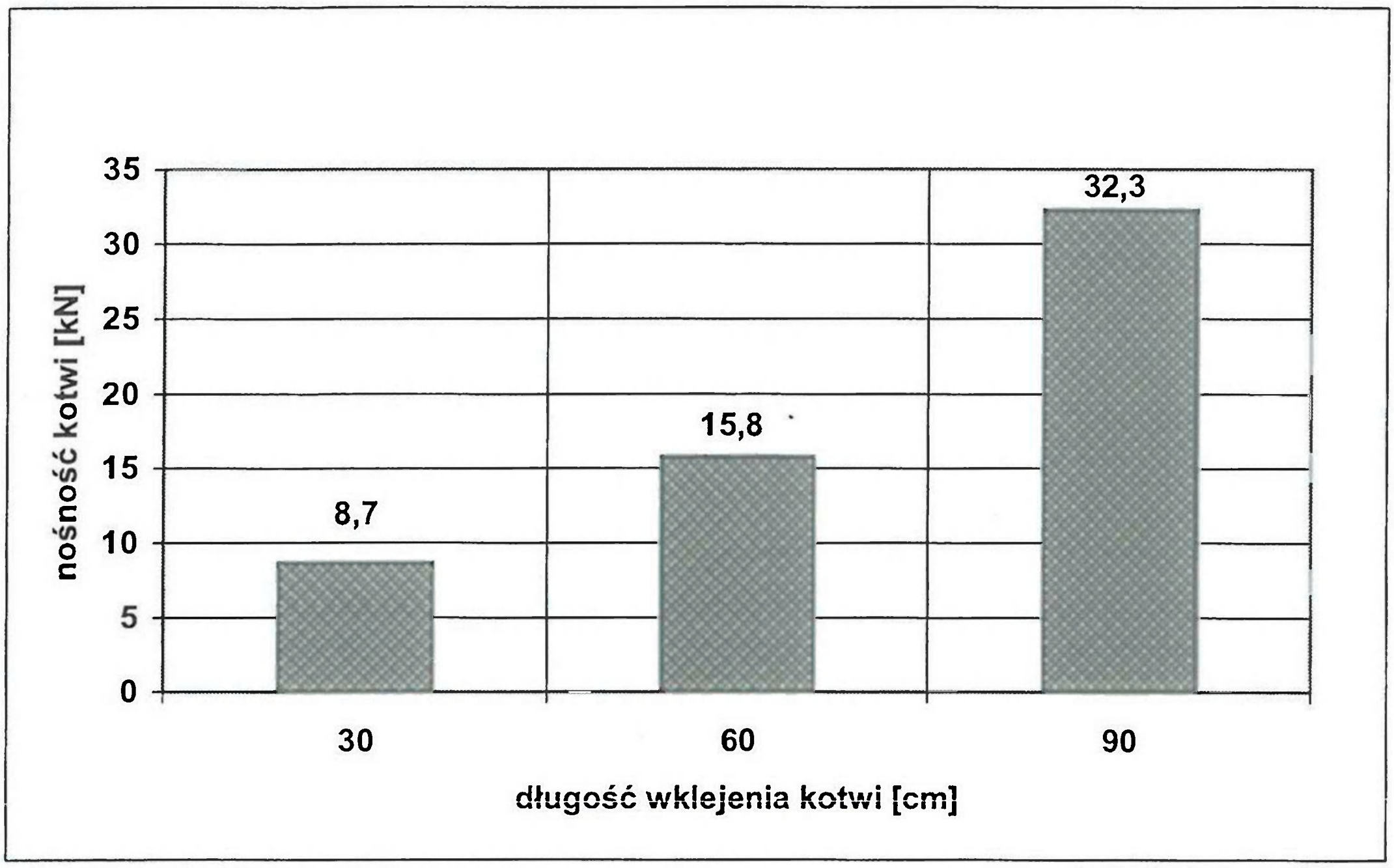
Rys. 4.3. Charakterystyki obciążeniowo-przemieszczeniowe kotwi drewnianych o przekroju kwadratowym wklejonych na ładunku PUR (długość wklejenia kotwi 90 cm)

Fig. 4.3. Loading and dislocation characteristics of square in a cross-sections wooden bolts inserted with PUR cartridge (the length of fixing — 90 cm)



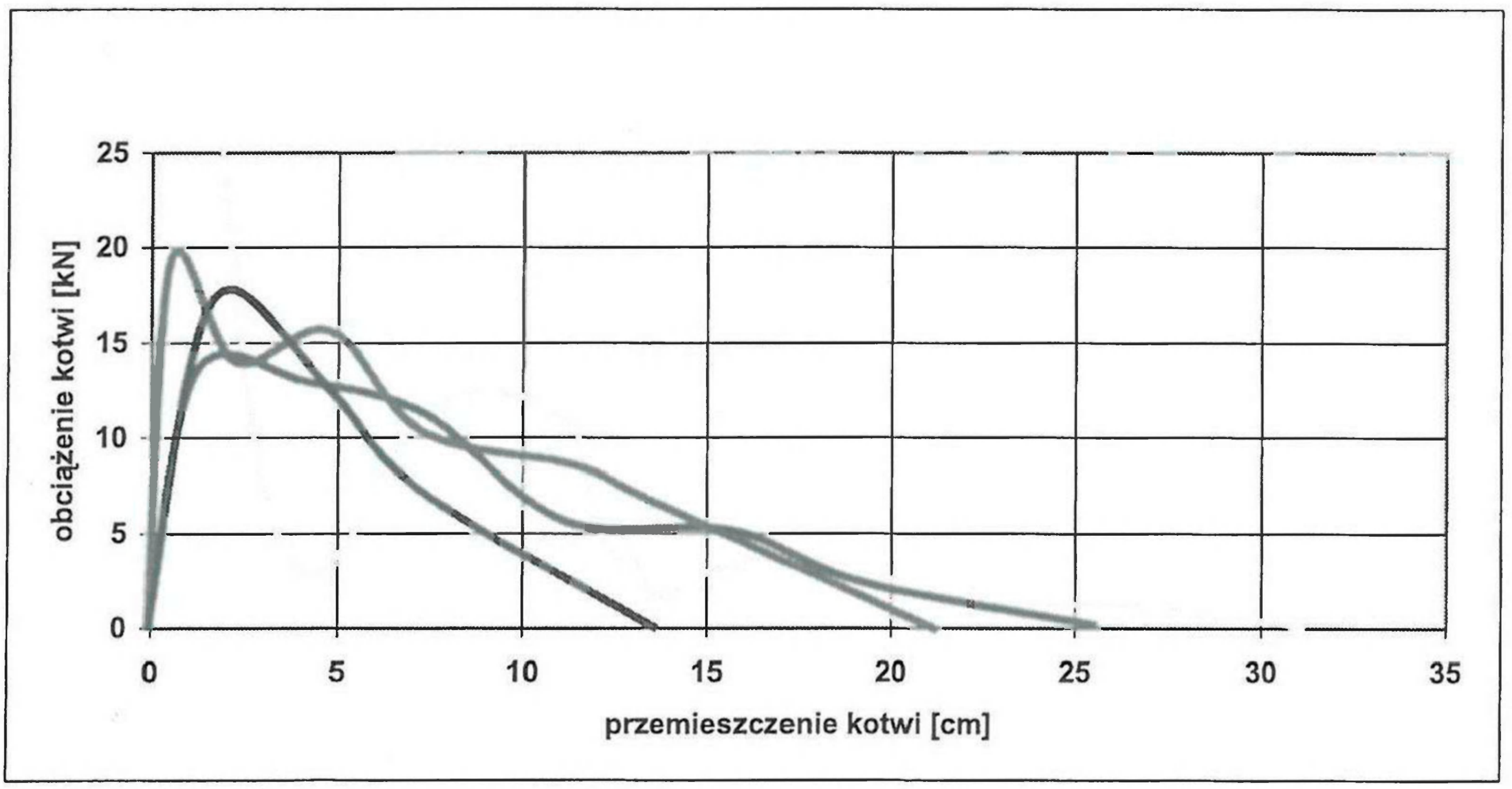
Rys. 4.4. Zależność nośności kotwi o przekroju kwadratowym od długości odcinka wklejenia kotwi

Fig. 4.4. Relation between load capacity of square in a cross-sections bolting and the length of fixing section



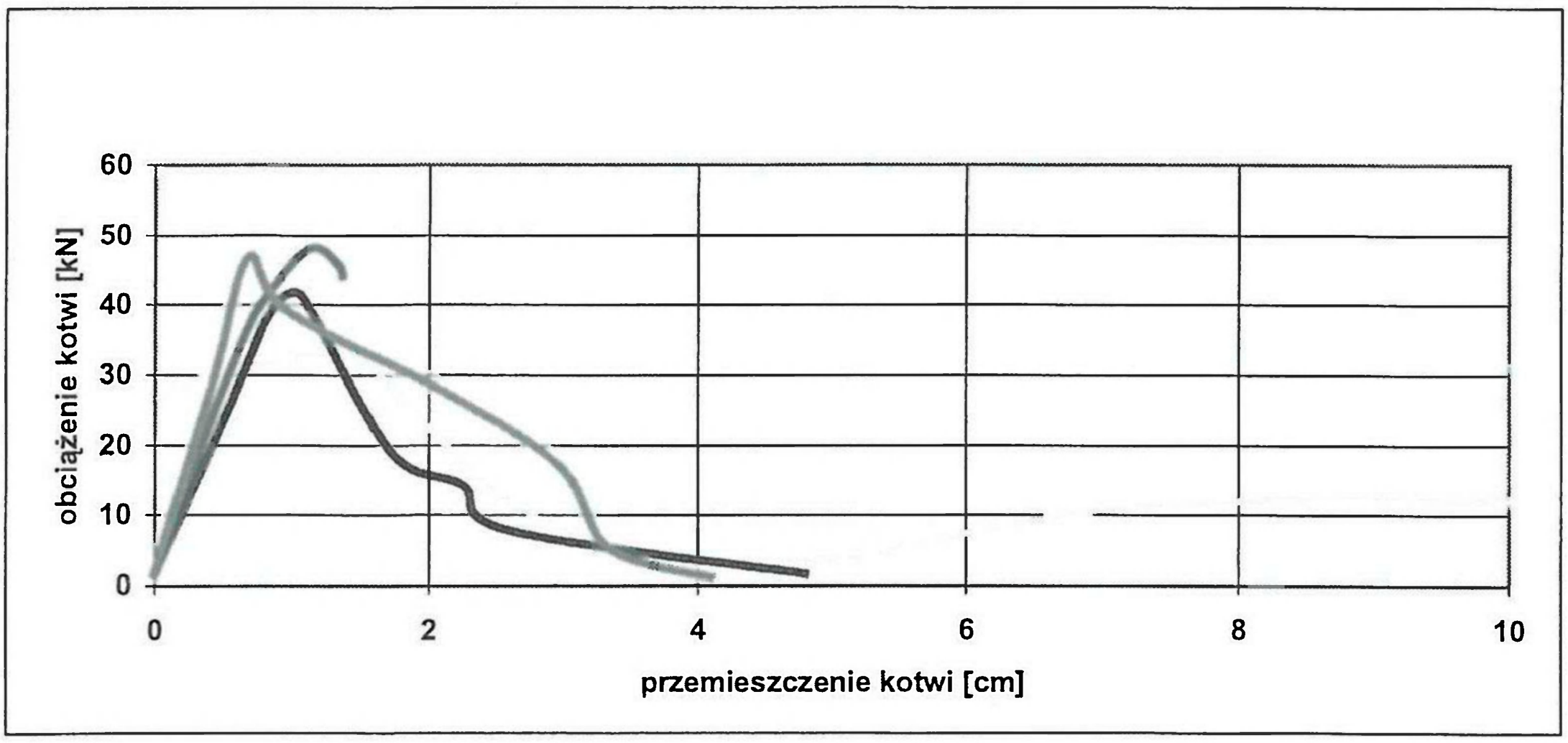
Rys. 4.5. Średnie wartości nośności kotwi drewnianych (sosnowych) o przekroju kwadratowym dla badanych odcinków wklejenia

Fig. 4.5. Mean values of load capacity for wooden (pine-wood) bolts in a square cross-sections at tested fixing sections



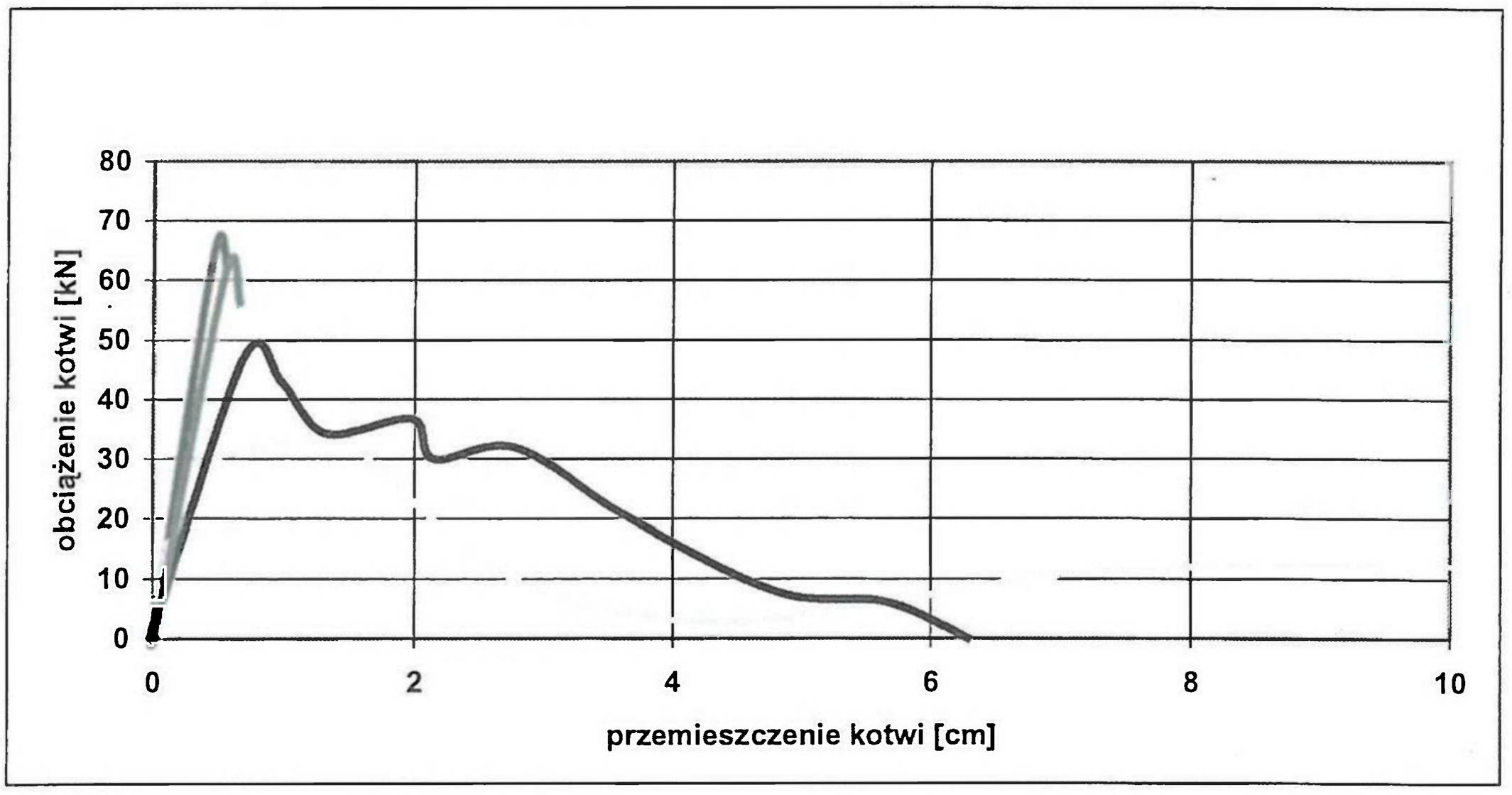
Rys. 4.6. Charakterystyki obciążeniowo-przemieszczeniowe kotwi drewnianych o przekroju okrągłym wklejonych na ładunku PUR (długość wklejenia kotwi 30 cm)

Fig. 4.6. Loading and dislocation characteristics of round in a cross-sections wooden bolts inserted with PUR cartridge (the length of fixing — 30 cm)



Rys. 4.7. Charakterystyki obciążeniowo-przemieszczeniowe kotwi drewnianych o przekroju okrągłym wklejonych na ładunku PUR (długość wklejenia kotwi 60 cm)

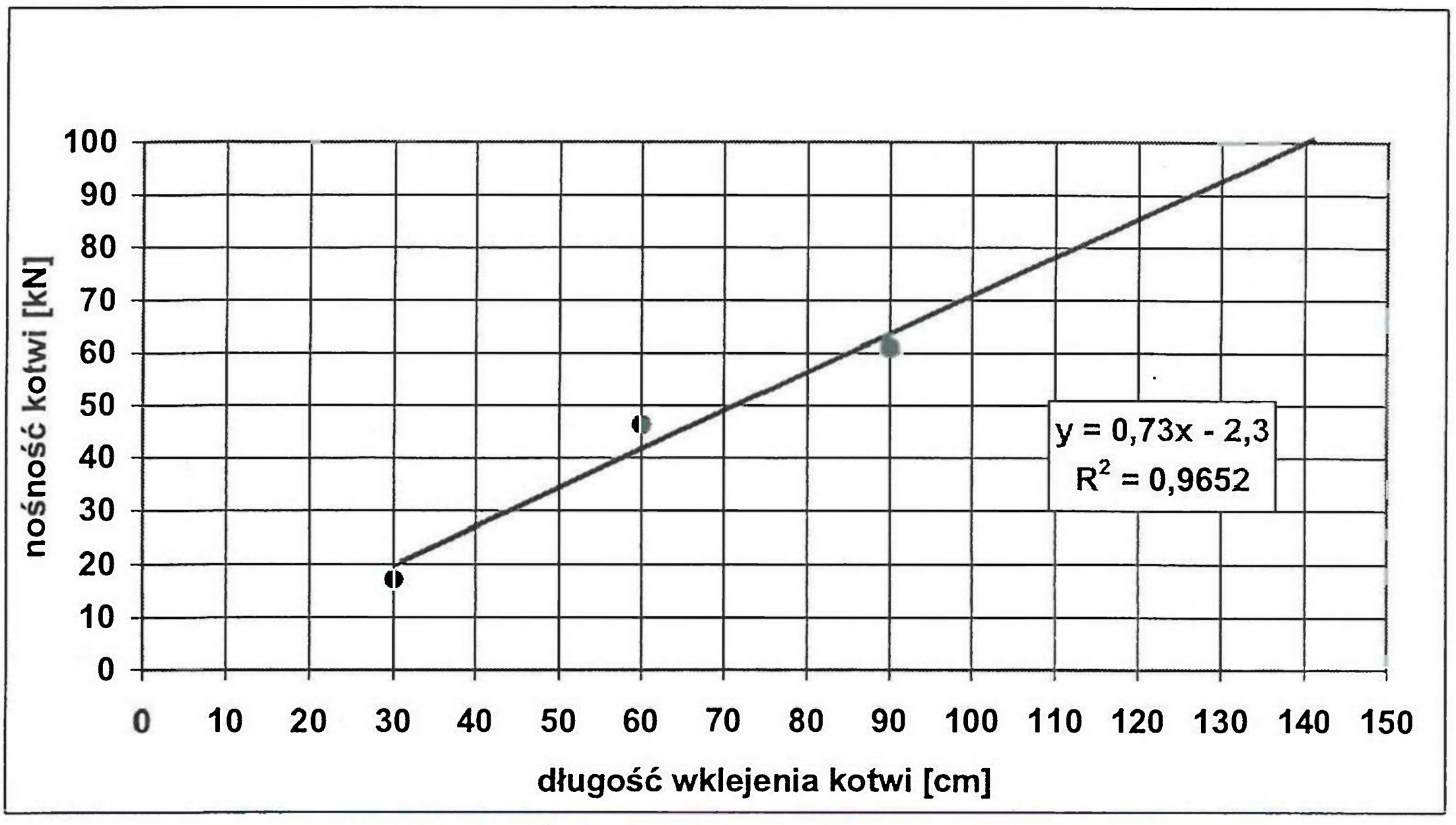
Fig. 4.7. Loading and dislocation characteristics of round in a cross-sections wooden bolts inserted with PUR cartridge (the length of fixing — 60 cm)



Rys. 4.8. Charakterystyki obciążeniowo-przemieszczeniowe kotwi drewnianych o przekroju okrągłym wklejonych na ładunku PUR (długość wklejenia kotwi 90 cm)

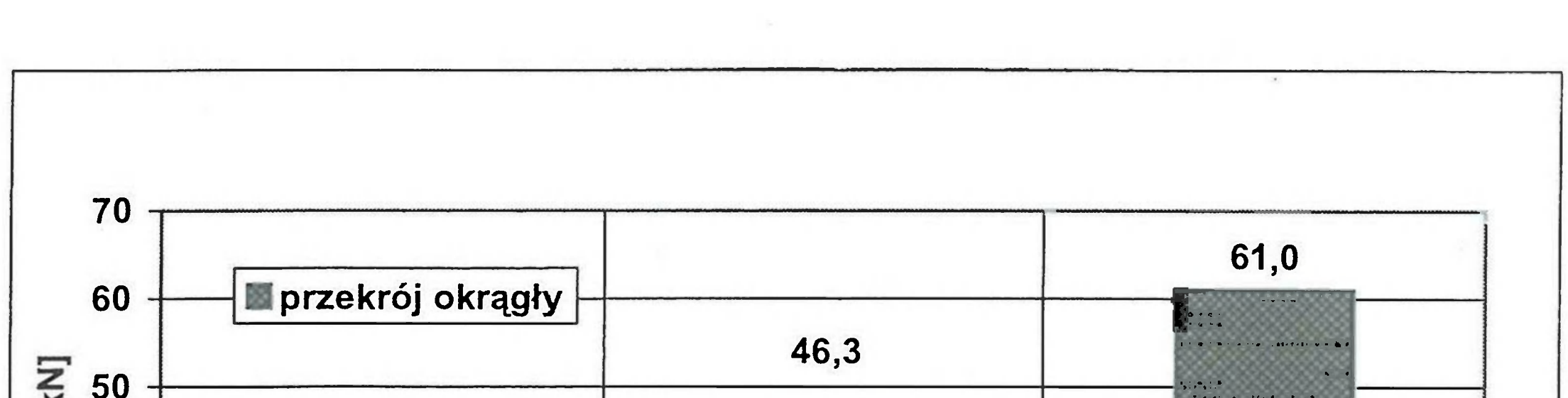
Fig. 4.8. Loading and dislocation characteristics of round in a cross-sections wooden bolts inserted with PUR cartridge (the length of fixing — 90 cm)

Ociosy tych chodników według metryki projektowej zabezpieczane są 3 rzędami kotwi drewnianych o długości całkowitej 2,0 m (długość kotwi pozostająca w otworze — około 1,8 m). Rozstaw kotwi w rzędach wynosi 1 m. Stosowane kotwie o średnicy 32 mm osadzane są metodą tradycyjną na dwóch klinach. Opinkę ociosu stanowi stalowa siatka ogrodzeniowa podtrzy-



Rys. 4.9. Zależność nośności kotwi o przekroju okrągłym od długości odcinka wklejenia kotwi

Fig. 4.9 Relation between load capacity of round in a cross-sections bolting and the length of fixing section



Rys. 4.10. Średnie wartości nośności kotwi o przekroju okrągłym dla badanych odcinków wklejenia

Fig. 4.10 Mean values of load capacity for wooden (pine-wood) bolts in a round cross-sections at tested fixing sections

mywana przez drewniane podkładki instalowane na kotwiach. Ze względu na trudności z zapewnieniem stateczności ociosów, szczególnie po wykonaniu wcinek eksploatacyjnych, postanowiono zlokalizować poligon badawczy dla ładunków PUR właśnie w jednym z tego typu wyrobisk. Poligon badawczy wytyczony został na długości chodnika wynoszącej około 50 m. W pierwszym odcinku o długości 16 m wklejano ładunkami PUR kotwie o przekroju kwadratowym 32 × 32 mm. W kolejnym odcinku poligonu o długości 35 metrów wklejano kotwie okrągłe o średnicy 32 mm.

Dla kontroli stanu stateczności chodników według projektu obudowy kotwiowej prowadzone są typowe pomiary rozwarstwień stropu i przemieszczeń ociosu. Dla oceny efektów stosowania ładunków PUR na stan stateczności wyrobiska założono 4 dodatkowe bazy pomiarowe rozwarstwień:

— baza P1 w odcinku zabezpieczonym tradycyjnie (z kotwiami osadzanymi na klinach),
— baza P2 — w odcinku z kotwiami kwadratowymi wklejanymi na ładunkach PUR,
— bazy P3 i P4 w odcinku z kotwiami okrągłymi wklejanymi na ładunkach PUR.

W każdej bazie pomiarowej założono 3 punkty pomiaru rozwarstwień: w ociosie zachodnim, wschodnim i w stropie wyrobiska. Pomiar rozwarstwień w poszczególnych punktach odbywał się za pomocą rozwarstwieniomierza wielopunktowego. Kotewki rozwarstwieniomierza wielopunktowego w stropie mocowane były w odległości co 1 m. Otwory ociosowe w których zamontowano rozwarstwieniomierze posiadały długość około 4 m, a kotewki umieszczono w odległości 0,5, 1,0, 2,0, 2,5, 3,5 i 4,0 m od wlotu do otworu. Pomiary rozwarstwień odbywały się każdego dnia roboczego. W miejscach poszczególnych baz pomiarowych mierzono dodatkowo zmiany szerokości chodników.

6. Wyniki badań prowadzonych w warunkach in situ

6.1. Obserwacje i spostrzeżenia

W trakcie eksperymentu prowadzony był stały nadzór nad tą technologią zabezpieczania ociosów. Nadzór ten sprawowały zarówno osoby dozoru wykonawcy (TEGONA S.A.) jak i zespołu projektanta obudowy (Katedra Górnictwa Podziemnego AGH). Na podstawie dotychczas przeprowadzonych obserwacji sformułowano szereg uwag o charakterze ogólnym:

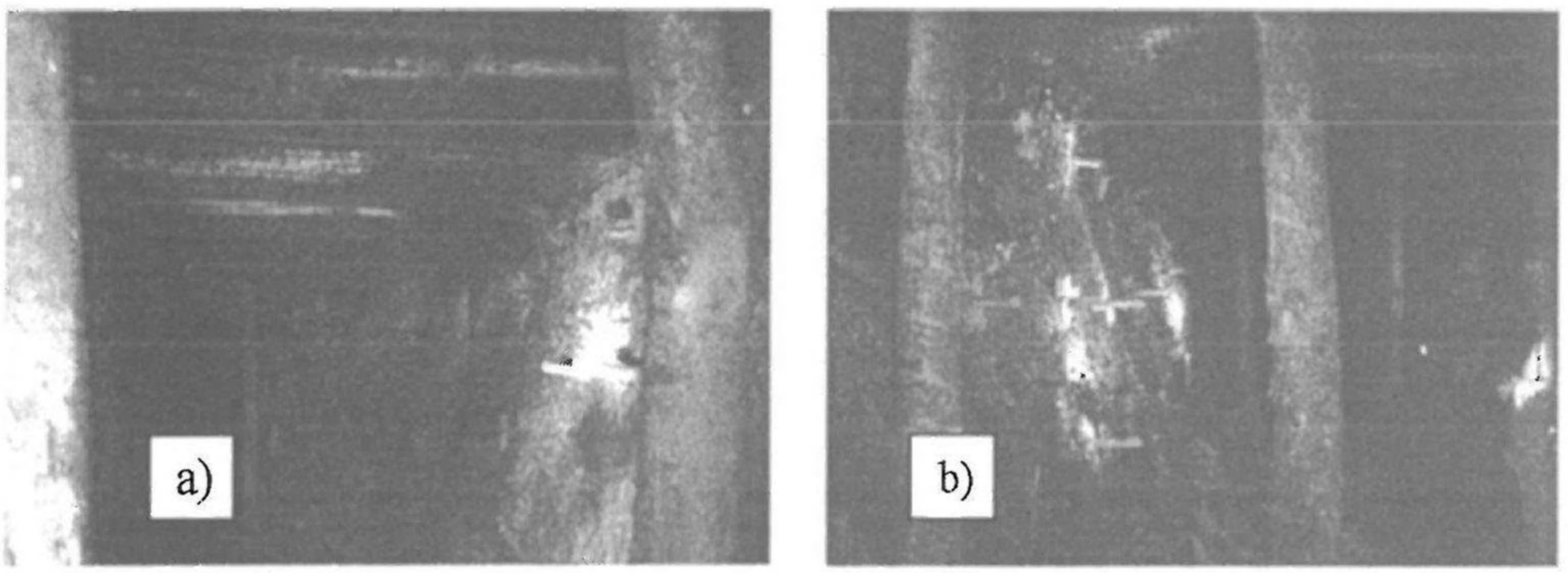
1. W przypadku kotwi kwadratowych wykonanych ze słabszego drewna sosnowego stosunkowo często zdarzało się pękanie cięgna w trakcie zadawania obrotów dla wymieszania ładunków w otworze. Takie „ukręcanie" pręta w głównej mierze było to spowodowane przekątnym występowaniem słojów na długości kotwi, krzywizną kotwi lub występowaniem sęków.

2. Wizualna ocena stanu ociosów we wszystkich odcinkach badawczych chodnika potwierdza wysoką skuteczność wzmocnienia poprzez kotwienie przy użyciu ładunków PUR. Porównanie stateczności ociosów zabezpieczonych kotwiami klinowymi do stateczności zapewnionej przez ładunki PUR wypada zdecydowanie na korzyść tych ostatnich.

Szczegółowa ocena efektów wzmocnienia ociosów z wykorzystaniem ładunków PUR została przedstawiona poniżej. Jest ona także ilustrowana fotografiami wykonanymi po zakończeniu wykonywania wcinek z chodnika eksploatacyjnego.

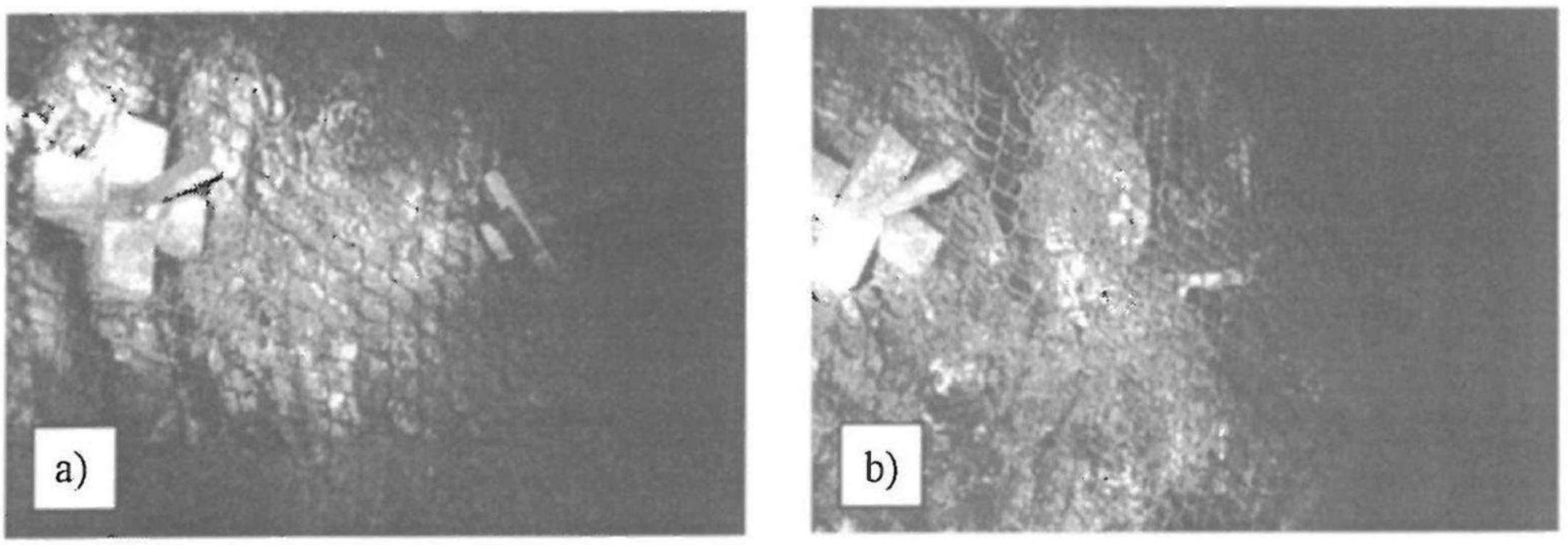
— W odcinku chodnika, w którym stosowano kotwie drewniane wklejane ładunkami PUR ociosy nie ulegały tak intensywnemu spękaniu jak w pozostałej części wyrobiska (fot.

6.1.a i 6.2.a). Jak można zaobserwować na fotografiach 6.1b—6.4b. ociosy zabezpieczone kotwiami klinowymi uległy widocznemu spękaniu co skutkuje ścinaniem i wypadaniem kotwi z ociosu. Przemieszczenia i spękania ociosu pokazane na fotografiach w wyrobiskach czynnych (z ruchem załogi) wymagałyby ponownego zakotwienia. Sytuacji takich nie zaobserwowano w odcinkach badawczych chodnika 25, gdzie zastosowano ładunki PUR. Przemieszczający się nieznacznie w kierunku wyrobiska ocios nie wykazywał oznak dezintegracji. Zaciskanie wyrobiska objawiające się zmniejszeniem jego szerokości było także zdecydowanie mniej intensywne. Kotew wklejana ładunkami PUR, w przeciwieństwie do kotwi klinowych, pracuje na całej długości. Wskutek spękania i obsypywania węgla z ociosu następuje poluzowanie podkładki i w rezultacie całkowity brak współpracy pomiędzy kotwią klinową a zabezpieczanym pokładem (fot. 6.3b i 6.4b). Wklejenie kotwi ładunkami PUR na całej długości powoduje, że kotew skuteczniej zapobiega rozwarstwianiu się ociosu. Spoiwo izoluje ją od wilgoci i grzybów wywołujących procesy gnilne w drewnie (fot. 6.3a i 6.4a).



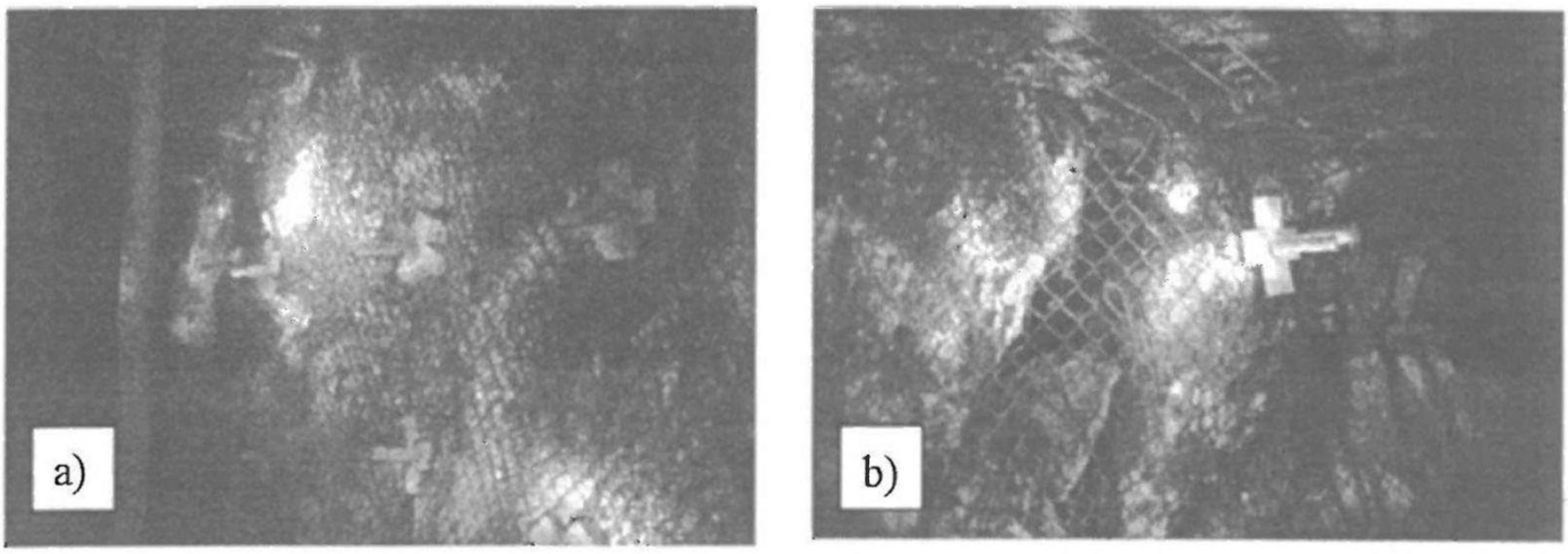
Fot. 6.1. Widok ogólny wyrobiska
a) z kotwiami wklejanymi na ładunkach PUR, b) z kotwiami osadzanymi na klinach

Fot. 6.1. General view of excavation
a) with bolts inserted on PUR cartridge, b) with bolts installed on wedges



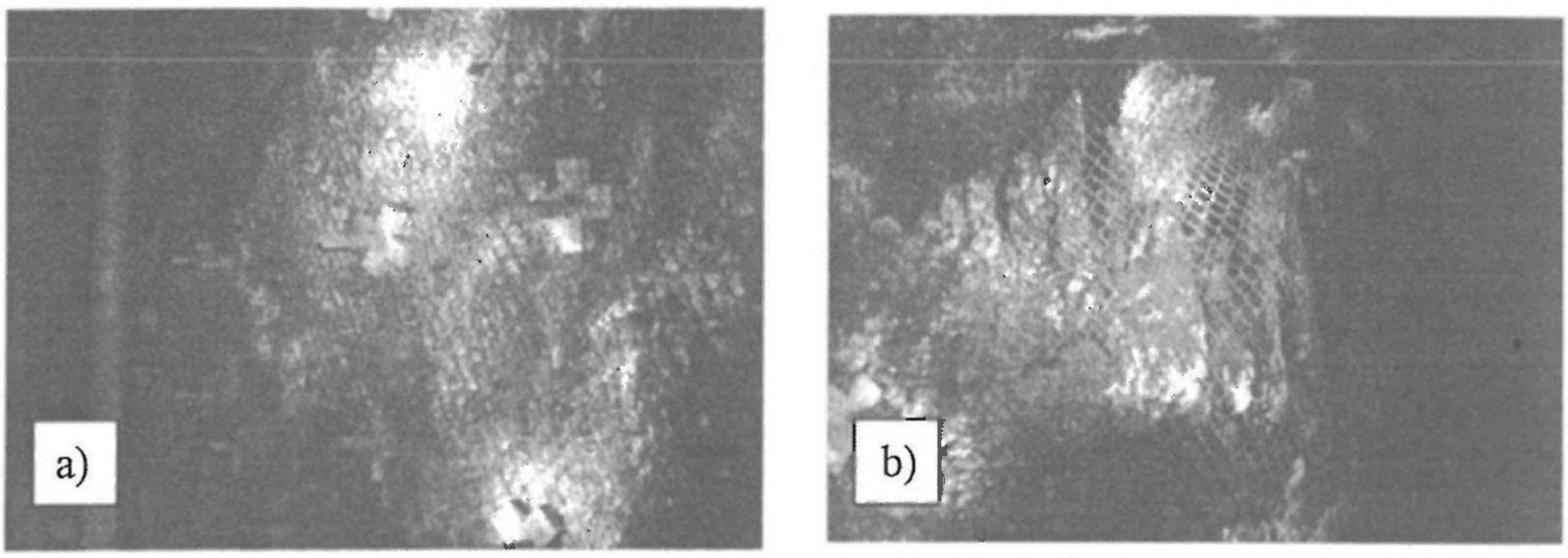
Fot. 6.2. Ociosy wyrobiska
a) z kotwiami wklejanymi na ładunkach PUR, b) z kotwiami osadzanymi na klinach

Fot. 6.2. Excavation sidewalls
a) with bolts inserted on PUR cartridge, b) with bolts installed on wedges



Fot. 6.3. Ociosy wyrobiska
a) z kotwiami wklejanymi na ładunkach PUR, b) z kotwiami osadzanymi na klinach

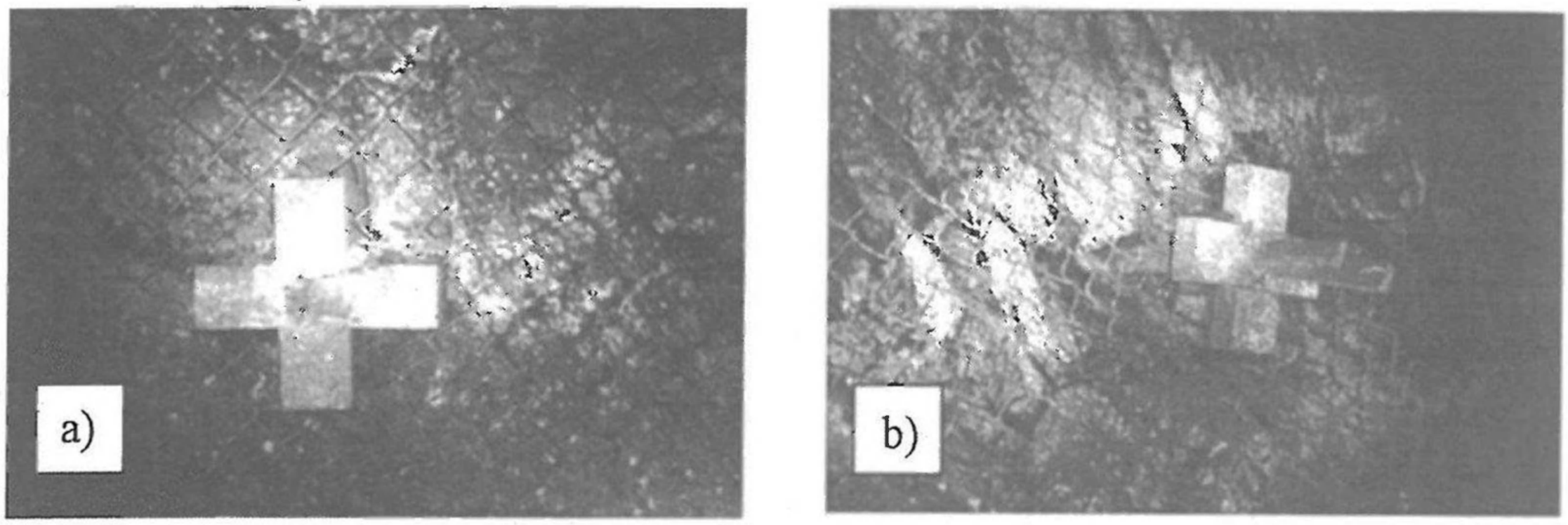
Fot. 6.3. Excavation sidewalls
a) with bolts inserted on PUR cartridge, b) with bolts installed on wedges



Fot. 6.4. Ociosy wyrobiska
a) z kotwiami wklejanymi na ładunkach PUR, b) z kotwiami osadzanymi na klinach

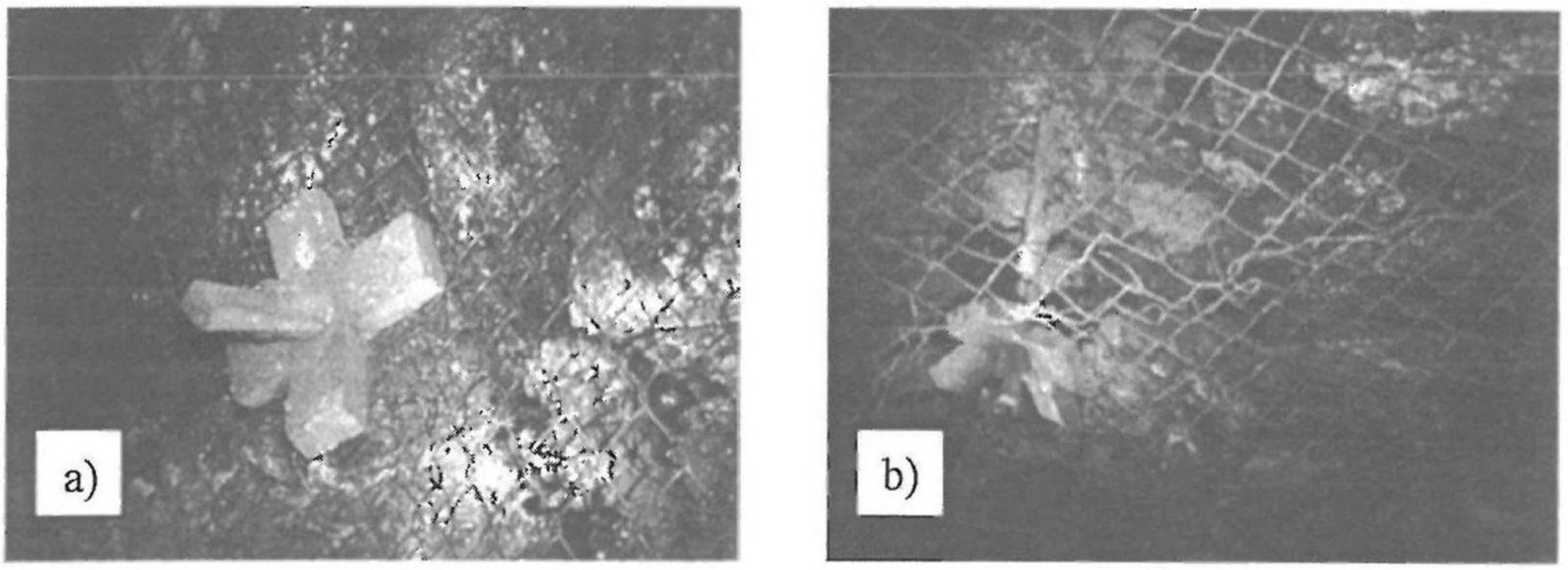
Fot. 6.4. Excavation sidewalls
a) with bolts inserted on PUR cartridge, b) with bolts installed on wedges

— Wysoką skuteczność kotwi drewnianych wklejanych na ładunkach PUR obserwowano również w ociosie, w którym wykonywano wcinki. Filary pozostawiane pomiędzy wcinkami przez cały okres obserwacji, tj. aż do podsadzenia chodnika eksploatacyjnego nie wykazywały jak to obserwowano wcześniej oznak dezintegracji. Kształt filaru pozostawał praktycznie nie zmieniony (fot. 6.5a). Filary nie ulegały spękaniu jak miało to miejsce w odcinkach zabezpieczanych kotwiami klinowymi. Zabezpieczone tradycyjni kotwiami klinowymi filary ulegały spękani praktycznie w każdym przypadku i w rezultacie traciły swoje pierwotne gabaryty (fot. 6.5b).
— W trakcie oględzin kotwi wklejonych pozostających w bryłach węgla jakie opadły po wykonaniu wcinek można zaobserwować, że pręty pomimo ścięcia kombajnem na ociosie oraz w odcinku końcowym nadal pozostają dobrze spojone z otaczającą je skałą w którą zostały wklejone (fot. 6.6a).



Fot. 6.5. Pojedyncza kotew zainstalowana w ociosie wyrobiska
a) na ładunkach PUR, b) na klinach

Fot. 6.5. Single roof bolting installed in excavation sidewall
a) on PUR cartridge, b) on wedges



Fot. 6.6. Pojedyncza kotew zainstalowana w ociosie wyrobiska
a) na ładunkach PUR, b) na klinach

Fot. 6.6 Single bolts installed in excavation sidewall
a) on PUR cartridge, b) on wedges

6.2. Wyniki pomiarów rozwarstwień

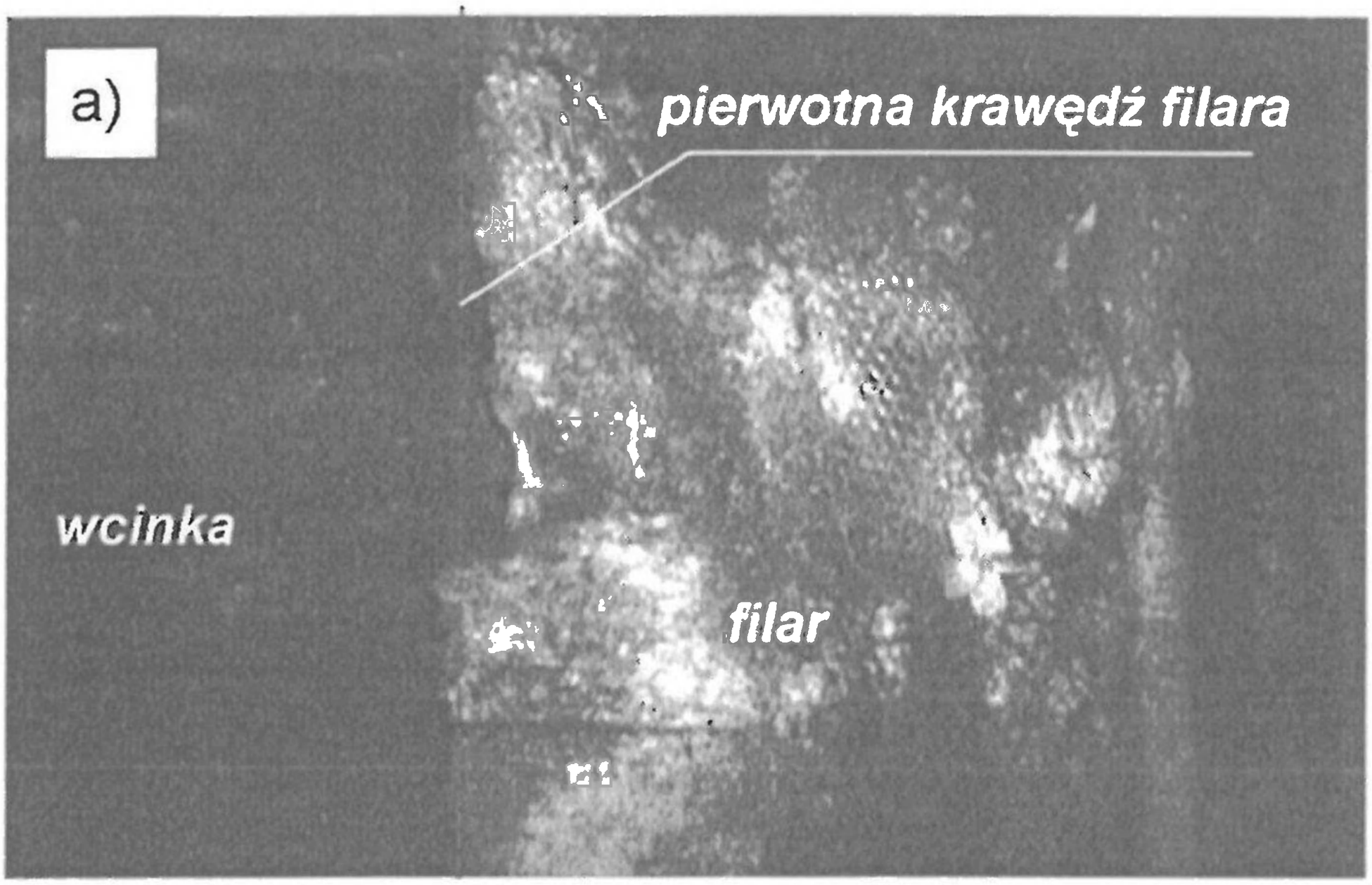
Rezultaty pomiarów rozwarstwień w poszczególnych bazach i punktach pomiarowych pozwalają na sformułowanie następujących wniosków:

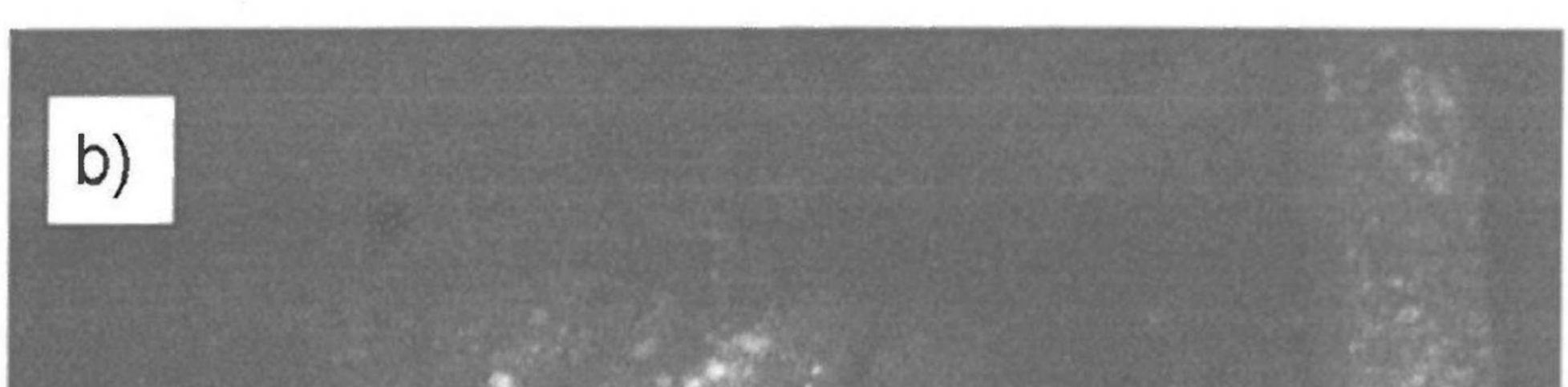
— Rozwarstwienia w stropie chodnika 25.

W okresie objętym pomiarami w żadnym z punktów pomiarowych P1c, P2c, P3c i P4c nie stwierdzono rozwarstwień stropu.

— Rozwarstwienia w ociosach chodnika 25.

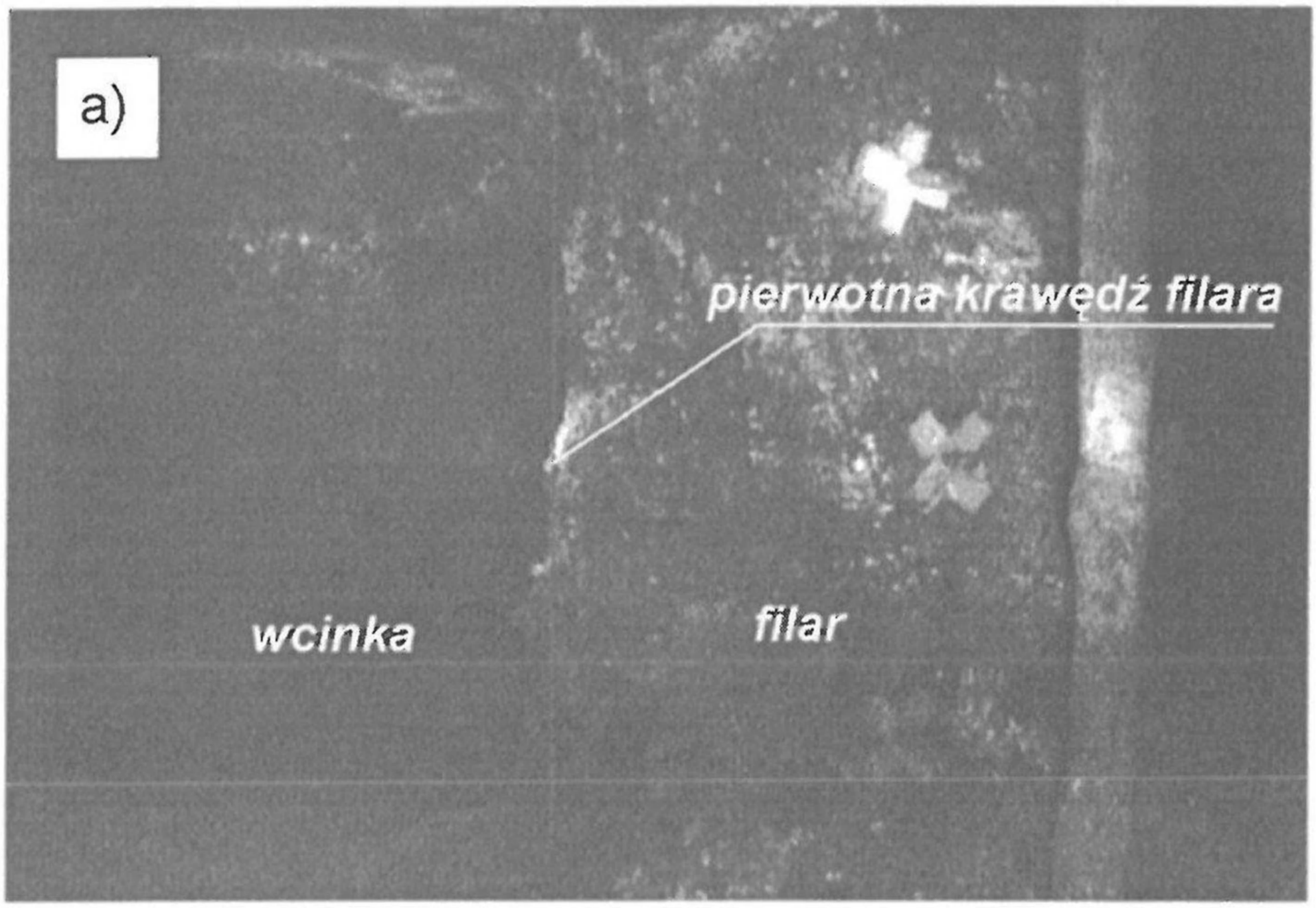
Rozwarstwienia w ociosie zachodnim (punkty „a" baz pomiarowych) i wschodnim (punkty „b" baz pomiarowych) potwierdzają jednoznacznie, że stosowanie kotwi wklejanych ładunkami PUR poprawia stateczność ociosu. W bazie pomiarowej nr 1 zlokalizowanej na 112 mb w obudowie z zastosowaniem kotwi klinowych zaobserwowano najwyższe wartości rozwarstwień.

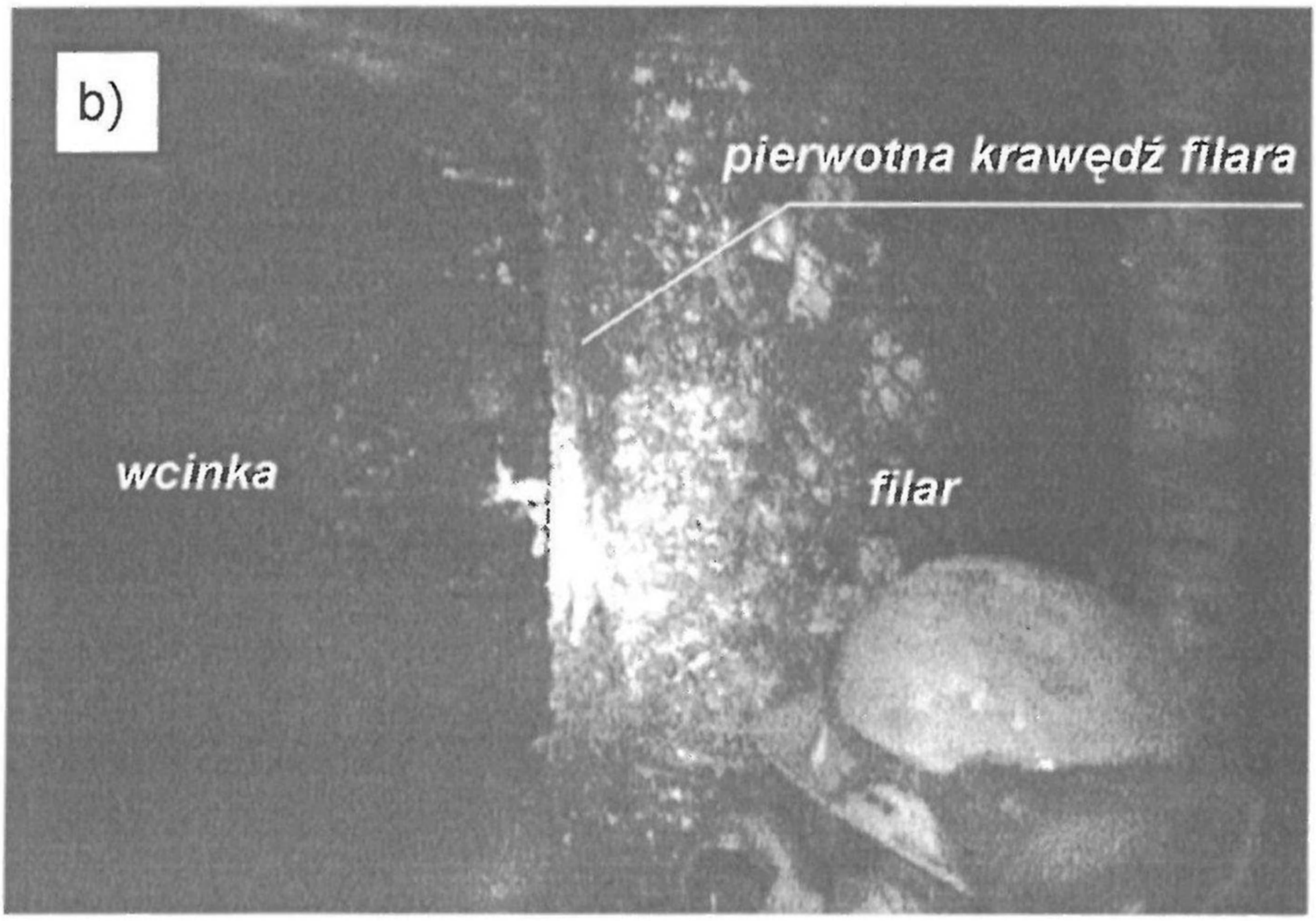




Fot. 6.7. Widok ogólny filara
a) z kotwiami wklejanymi na ładunkach PUR, b) z kotwiami osadzanymi na klinach

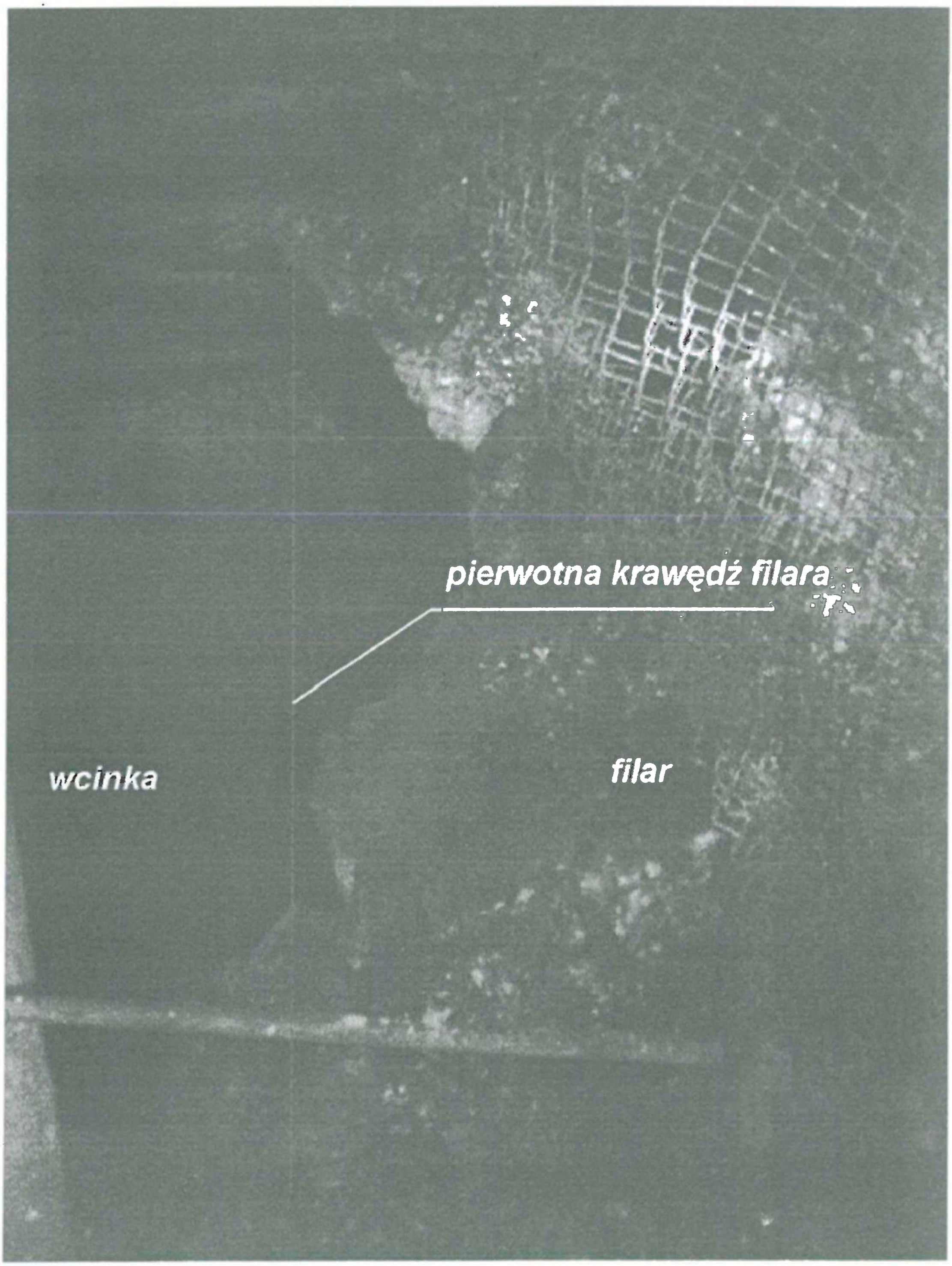
Fot. 6.7 General view of pillar
a) with bolts inserted on PUR cartridge, b) with bolts installed on wedges





Fot. 6.8. a) i b) Widok ogólny filarów zabezpieczonych kotwiami wklejanymi na ładunkach PUR

Fot. 6.8 a) and b) General view of pillars with bolts inserted on PUR cartridge



Fot. 6.9. Widok ogólny filara zabezpieczonego kotwiami osadzanymi na klinach

Fot. 6.9. General view of pillar with bolts installed on wedges





Fot. 6.10. Kotew odsłonięta w bloku skalnym
a) wklejona ładunkami PUR, b) osadzona na klinach

Fot. 6.10. Bolt exposed in coal block
a) inserted on PUR cartridge, c) installed on wedges

Wynosiły one od 11 do 19 mm (na poszczególnych poziomach pomiarowych) w ociosie zachodnim i 7 do 13,6 mm w ociosie wschodnim. W tym samym okresie pomiarowym rozwarstwienia w odcinku zabezpieczonym kotwiami o przekroju kwadratowym (baza pomiarowa 2) wynosiły odpowiednio od 3,8 do 11,3 mm (na poszczególnych poziomach pomiarowych) w ociosie zachodnimi i 3,5 do 7,5 mm w ociosie wschodnim.

W tym samym okresie pomiarowym rozwarstwienia w odcinku zabezpieczonym kotwiami o przekroju kołowym wklejanymi ładunkami PUR (bazy pomiarowe 3 i 4) wynosiły odpowiednio od 2 do 12 mm w ociosie zachodnim i 2 do 9,5 mm w ociosie wschodnim.

W celu uproszczenia analizy wyników zmierzającej do porównania jakości zastosowanych zabezpieczeń ociosów w poszczególnych odcinkach badawczych, posłużono się rozwarstwieniami maksymalnymi, tj. stwierdzonymi na poziomie pomiarowym nr 1 poszczególnych rozwarstwieniomierzy zainstalowanych w ociosie zachodnim. Jeżeli przyjąć za 100% rozwarstwienia zanotowane w punkcie pomiarowym P1a (w odcinku zabezpieczonym kotwiami klinowymi) to rozwarstwienia:

— w odcinku z kotwiami wklejanymi o przekroju kwadratowym wyniosły 59%,

— w odcinku z kotwiami wklejanymi o przekroju okrągłym wynosiły 63%.

W obydwu odcinkach chodnika gdzie kotwie wklejano na ładunkach PUR rozwarstwienia ociosów osiągnęły wartości praktycznie o połowę niższe niż na długości odcinka zabezpieczonego kotwiami klinowymi. Zważywszy na krótki okres prowadzenia obserwacji różnica ta wydaje się bardzo znacząca i świadczy o zdecydowanie efektywniejszym stabilizowaniu ociosów kotwiami wklejanymi.

7. Podsumowanie

Badania nad efektami osadzania kotwi drewnianych na ładunkach PUR przeprowadzone w laboratorium oraz eksperyment zrealizowany w chodniku eksploatacyjnym 25 w pokł. 405 w KWK „Staszic" pozwalają na sformułowanie następujących uwag i wniosków:

— ładunki PUR umożliwiają skuteczne wklejenie kotwi drewnianej zarówno o przekroju okrągłym, jak i kwadratowym w ociosie węglowym;

— kotwie wklejone na odcinku o długości 60 cm pozwalają na przeniesienie stosunkowo wysokich obciążeń — powyżej 45 kN;

— kotwie drewniane wklejane na ładunkach PUR stabilizują ocios zdecydowanie lepiej niż kotwie drewniane klinowe — skuteczniej zapobiegają rozwarstwianiu ociosu;

— technika instalacji kotew na ładunkach PUR jest prosta i nie powoduje opóźnień w zabezpieczaniu ociosów w stosunku do metody tradycyjnej (kotwie klinowe);

— wprowadzanie do otworu wiertniczego ruchem posuwisto-obrotowym kotwi nie prostoliniowych stwarza problemy, należy zapewnić właściwe składowanie suchych prętów kotwiowych;

— najlepsze efekty w zakresie zabezpieczania ociosu uzyskano w odcinku wyrobiska zabezpieczonym kotwiami wklejanymi o przekroju okrągłym;

— ładunki PUR izolują drewniany pręt kotwi od wpływu wilgoci i grzybów;

— kotew drewniana wklejana na całej długości posiada znacznie większą wytrzymałość na rozrywanie niż taka sama kotew klinowa, nawet przy przekątnie usytuowanych słojach;

— kotew wklejana na całej długości wyraźnie lepiej współpracuje z górotworem niż kotew klinowa;
— stosowanie nabojów PUR pozwala zakleić istniejące w otoczeniu otworu kotwiowego szczeliny poprawiając parametry wytrzymałościowe wzmacnianego górotworu.

Effects of protection of coal sidewalls with utilization of wooden bolts inserted with PUR cartridge made by CARBOTECH-POLONIA

Abstract

The paper presents the results of experiments and evaluation of efficiency of wooden bolts onto the PUR resin cartridge made by CARBOTECH-POLONIA Company. Wooden anchors with round and square cross — sections were used for testing. The experiments were carried out as well as in the laboratory of the Department of Underground Mining at the University of Mining and Metallurgy in Cracow — using special testing stand, allowed for State Mining Authority appropriate for checking and conformity certification of roof bolting and its elements, and in situ conditions in excavations supported with roof bolting in "Staszic" Hard Coal Mine. On the basis of carried out experiments an axial force in bolts in coal sidewalls was calculated and high efficiency of bolting onto the mentioned above adhesive was proved.

Sesja V
Eksploatacja cienkich pokładów złóż – na drodze do efektywnych rozwiązań

Session V
Exploitation of thin seams and orebodies – on the road to effective solutions

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1133—1144

Krzysztof KRAUZE
Katedra Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków
Ryszard KLEMPKA
Katedra Automatyki Napędu i Urządzeń Przemysłowych
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Wspomaganie komputerowe wyposażenia technicznego ścian do cienkich pokładów

Słowa kluczowe

Kompleks ścianowy – projektowanie kompleksu wydobywczego – dobór organu

Streszczenie

W pracy przedstawiono metodę wyznaczania parametrów technicznych maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego dla określonych warunków górniczo-geologicznych i założonego wydobycia dobowego. Opracowany na tej podstawie algorytm i program komputerowy pozwala obliczyć parametry ruchowe maszyn i wybrać wariant zbliżony do oczekiwań użytkownika.

1. Wstęp

Zestaw maszyn i urządzeń służących do mechanicznego urabiania węgla systemem ścianowym, nazywany kompleksem ścianowym, składa się głównie z trzech 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 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 kopalni otrzymać założone wydobycie przy minimalnych kosztach własnych.

Stosowane obecnie kompleksy ścianowe, ze względu na zastosowaną maszynę urabiającą, dzielą się na kompleksy kombajnowe (KK) i kompleksy strugowe (KS). Zastosowanie jednej z wyżej wymienionych maszyn urabiających skutkuje inną organizacją pracy ściany oraz zmianami konstrukcyjnymi obudowy ścianowej i przenośników odstawy urobku. Jednak para-

metry ruchowe maszyn kompleksu ścianowego oraz geometryczne ściany pozostają wspólne. Pozwala to na porównanie kompleksu strugowego i kombajnowego tak by wybrać opcję korzystniejszą dla danych warunków górniczo-geologicznych.

Oczywistym jest, że cały proces związany z doborem maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego łatwiej jest zrealizować posiadając specjalistyczne oprogramowanie, zwalniające użytkownika ze żmudnych i czasochłonnych obliczeń na korzyść analizy wyników i wyboru najkorzystniejszego rozwiązania.

Poniżej przedstawiony został opis pakietu programów do doboru elementów kompleksu ścianowego, pozwalający na wybór parametrów ruchowych maszyny urabiającej, obudowy i przenośnika ścianowego. Opracowana metodyka, algorytm oraz program uwzględnia przede wszystkim kompleks ścianowy wyposażony w kombajn jak również umożliwia wyznaczenie parametrów ruchowych struga i przenośnika ścianowego (strugowego).

2. Metodyka wyznaczania parametrów ruchowych kompleksu ścianowego

Uzyskanie założonej wydajności (wydobycia dobowego) możliwe jest w przypadku odpowiedniego doboru maszyn kompleksu ścianowego, które mają pracować w określonych warunkach. Poszukiwane zatem są takie parametry ruchowe poszczególnych elementów kompleksu ścianowego, aby przy uwzględnieniu warunków panujących w wyrobisku ścianowym uzyskać założone wydobycie dobowe. Możliwe jest to wtedy gdy określone zostaną związki analityczne między wydobyciem dobowym a parametrami geometrycznymi i organizacyjnymi ściany oraz ruchowymi maszyn kompleksu ścianowego.

Powyższa metoda została szczegółowo opisana w (Krauze 2000) i dotyczy kompleksu kombajnowego. Jednak jest możliwe zastosowanie tej metody do analizy kompleksu strugowego, gdy wprowadzi się jako parametry wejściowe odpowiednią wartość zabioru i czasu przekładki jak również odpowiednie parametry organizacyjne.

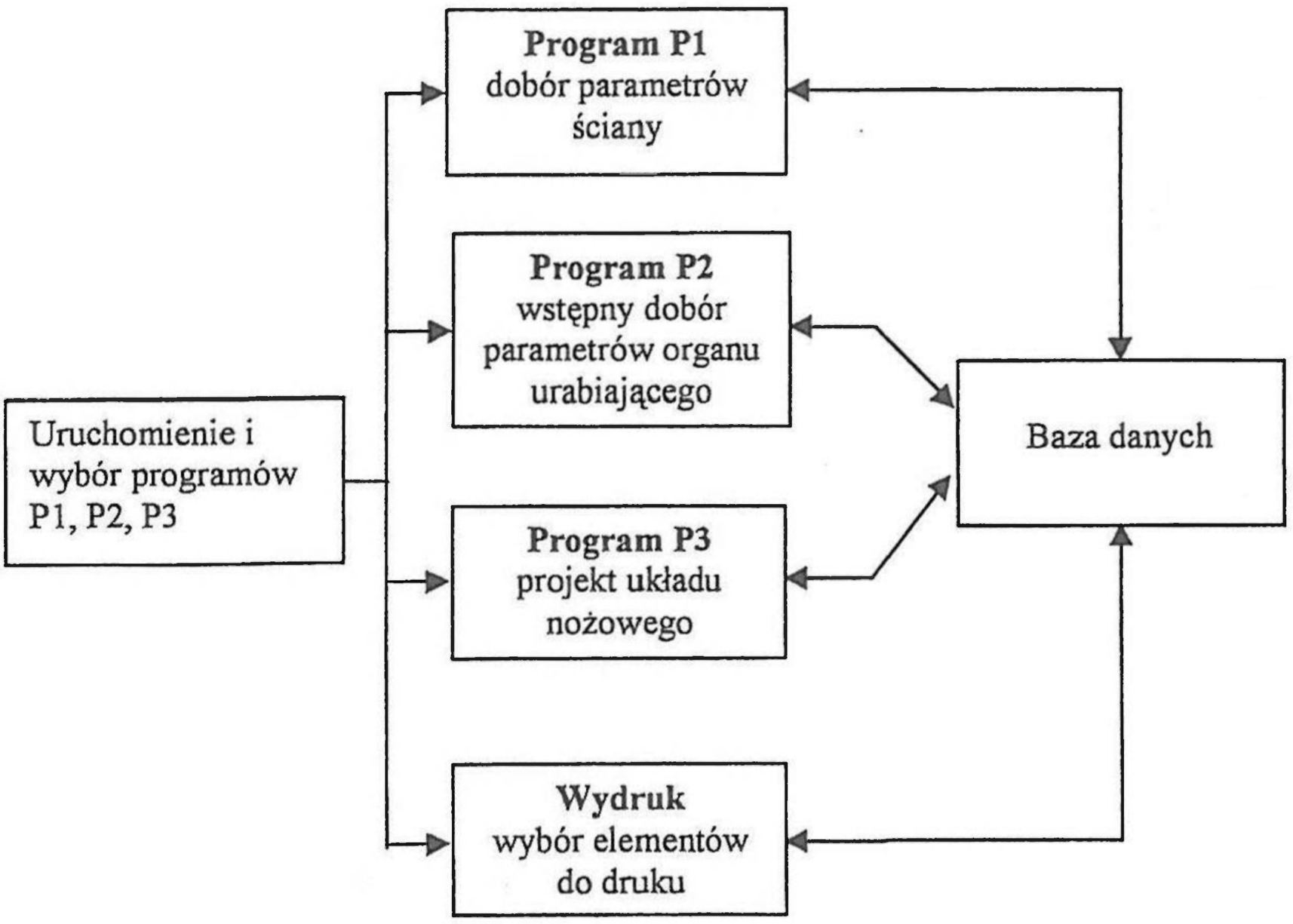
W obu przypadkach (kompleks kombajnowy i strugowy) można określić wymaganą prędkość posuwu maszyny urabiającej, czas przekładki obudowy i wydajności przenośnika ścianowego.

3. Algorytm programu

Algorytm programu ogólnie oznaczonego P, przedstawiono w formie schematu blokowego na rysunku 1. Składa się on z trzech niezależnych bloków obliczeniowych korzystających z jednej wspólnej bazy danych. Algorytm programu P składa się z bloków dotyczących:

- określenia prędkości posuwu maszyny urabiającej, czasu przestawiania sekcji, wydajności przenośnika i kosztów inwestycyjnych w zależności od parametrów geometrycznych, organizacyjnych ściany dla założonego wydobycia dobowego (P1)
- wstępnego wyznaczenia parametrów frezującego organu ślimakowego dla prawidłowej realizacji procesu urabiania i ładowania (P2)
- określenia konstrukcji układu nożowego i przekroju skrawów (P3)

Obliczenia wykonać można kolejno w poszczególnych częściach programu (P1, P2 i P3) by następnie wydrukować wyniki. Możliwe jest też korzystanie w dowolnej kolejności z programów jak również tylko z poszczególnych bloków.



Rys. 1. Schemat blokowy pakietu programów do doboru parametrów maszyn kompleksu ścianowego

Fig. 1. Software package flow chart

Blok obliczeniowy P1 jest wspólny dla kompleksu kombajnowego i strugowego. Natomiast bloki P2 i P3 dotyczą wyłącznie kompleksu kombajnowego.

4. Opis działania programu

Pakiet zawiera trzy programy służące do projektowania frezujących organów ślimakowych.

— Dobór parametrów ściany z kombajnem frezującym lub strugiem — P1

— Wstępny dobór parametrów frezującego organu ślimakowego — P2

— Projekt układu nożowego — P3

Aby zacząć pracę z programem należy w pierwszej kolejności otworzyć rekord z danymi lub utworzyć nowy, a następnie uruchomić żądany projekt (rys 2).

Jeżeli nie wybrano żadnego z istniejących rekordów zawierających dane lub nie stworzono nowego rekordu, nie jest możliwe uruchomienie żadnego z programów ani wydrukowanie danych.

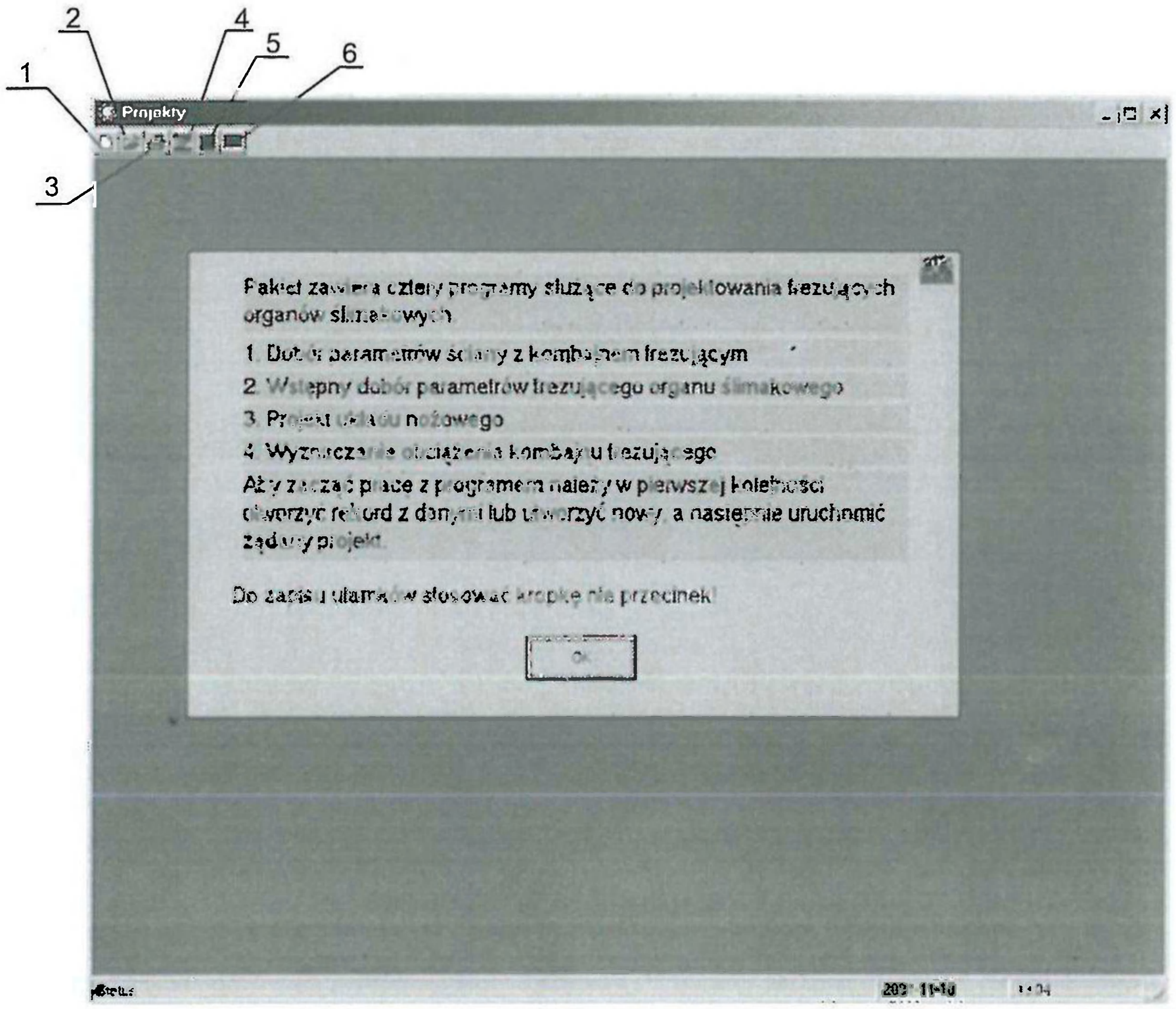
W danej chwili może być uruchomiony tylko jeden z programów.

Każdy program stanowi osobny program mogący istnieć samodzielnie i niezależnie od pozostałych.

Dane zapisane w każdym z programów automatycznie dostępne są w pozostałych programach. Programy pobierają odpowiednie informacje z otwartego rekordu jeżeli istnieją.

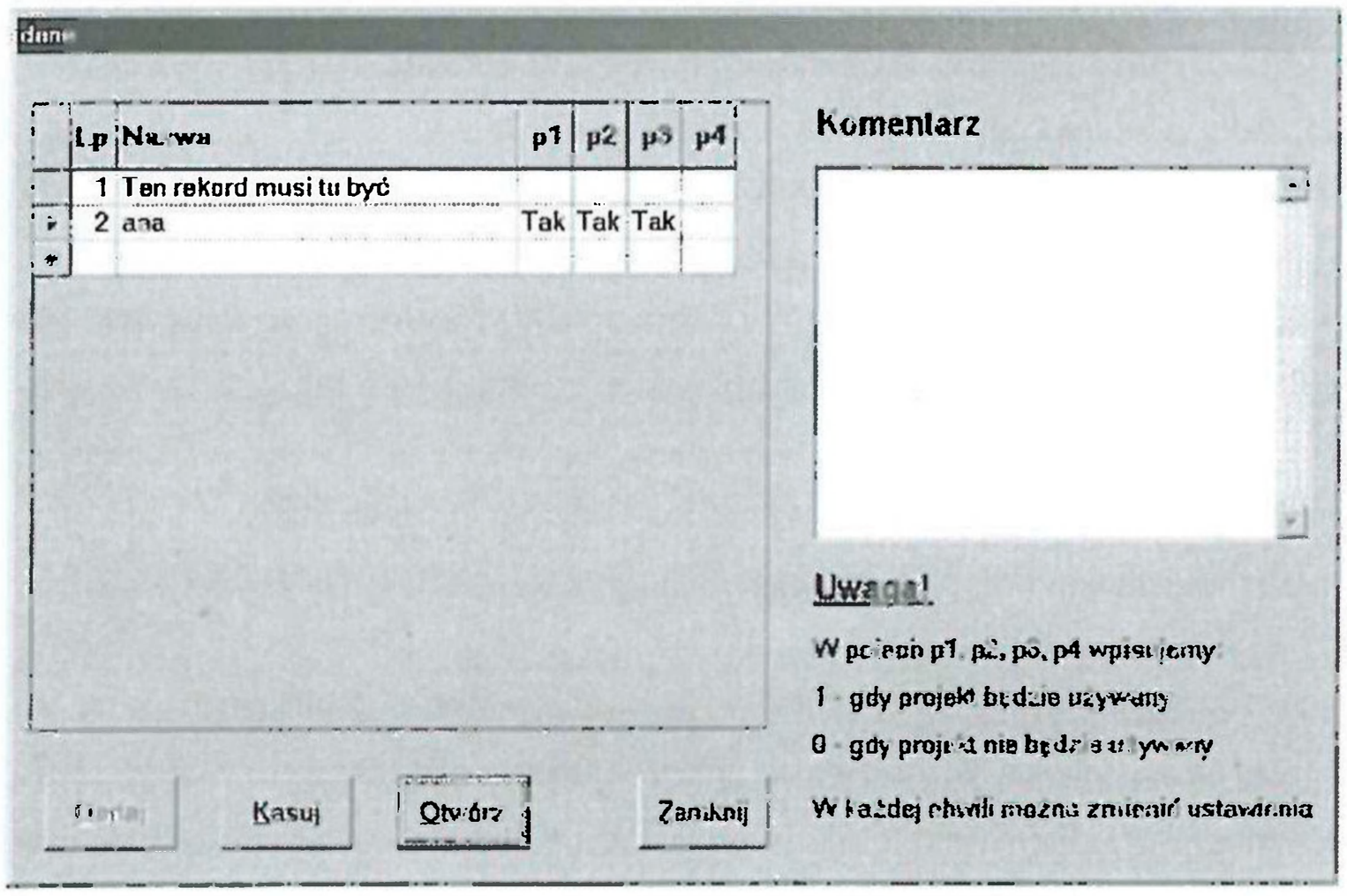
Każdy program po uruchomieniu na niebieskim pasku u góry wypisuje swoją nazwę oraz nazwę rekordu aktualnie uruchomionego (rys 3).

Program P1 służy do doboru parametrów ściany z kombajnem frezującym lub strugiem (rys. 4).



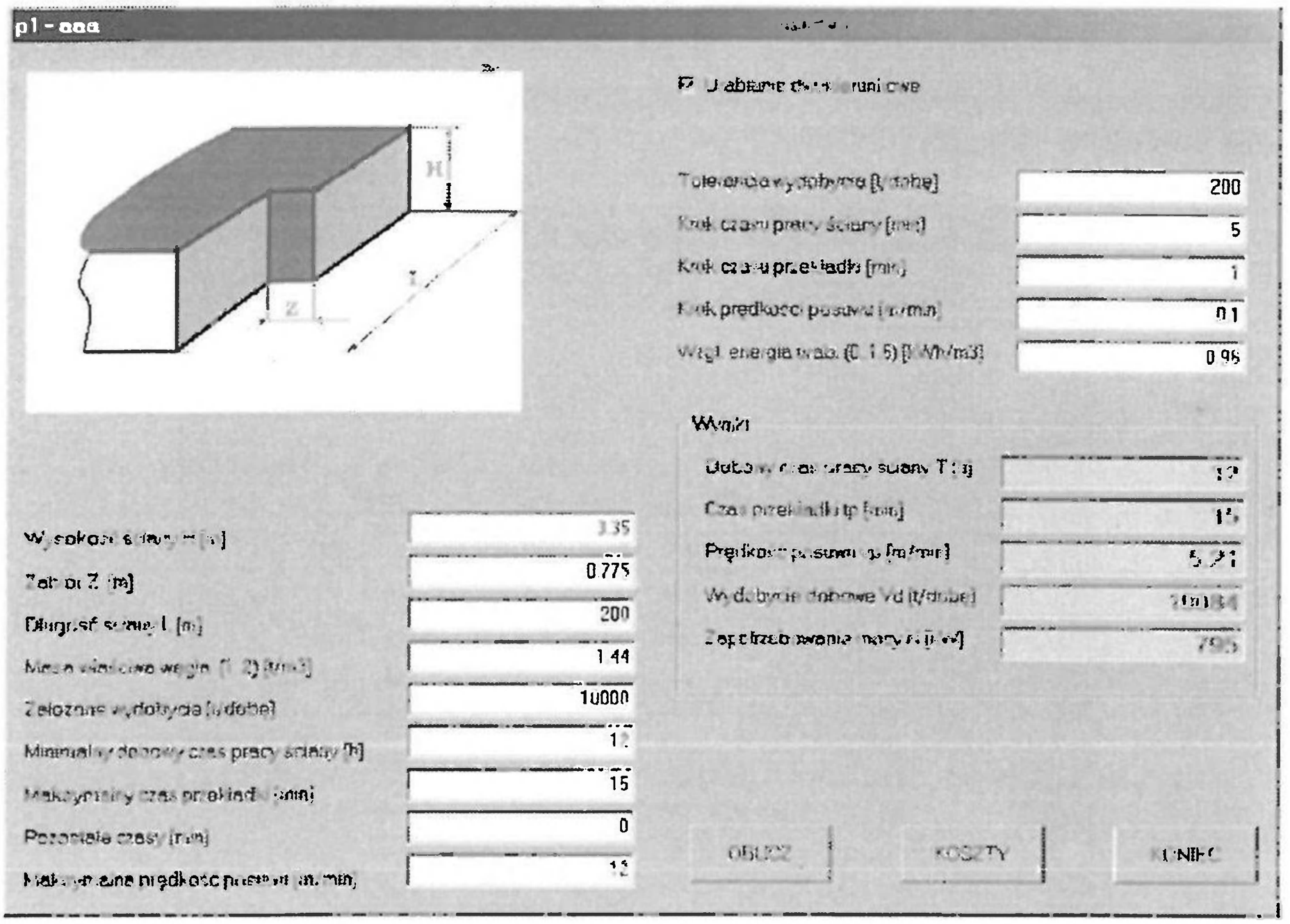
Rys. 2. Wygląd głównego ekranu pakietu
1 — tworzenie nowego rekordu (nowy projekt), 2 — otwieranie istniejącego projektu, 3 — drukowanie danych zapisanych w projektach, 4 — program P1, 5 — program P2, 6 — program P3

Fig. 2. Main screen
1 — create new record (new design), 2 — open existing design, 3 — print design data, 4 — P1 program, 5 — P2 program, 6 — P3 program



Rys. 3. Widok okienka do otwierania już istniejących rekordów oraz tworzenia nowych

Fig. 3. Open Existing Record and Create New Record windows



Rys. 4. Główne okno programu P1

Fig. 4. P1 program main window

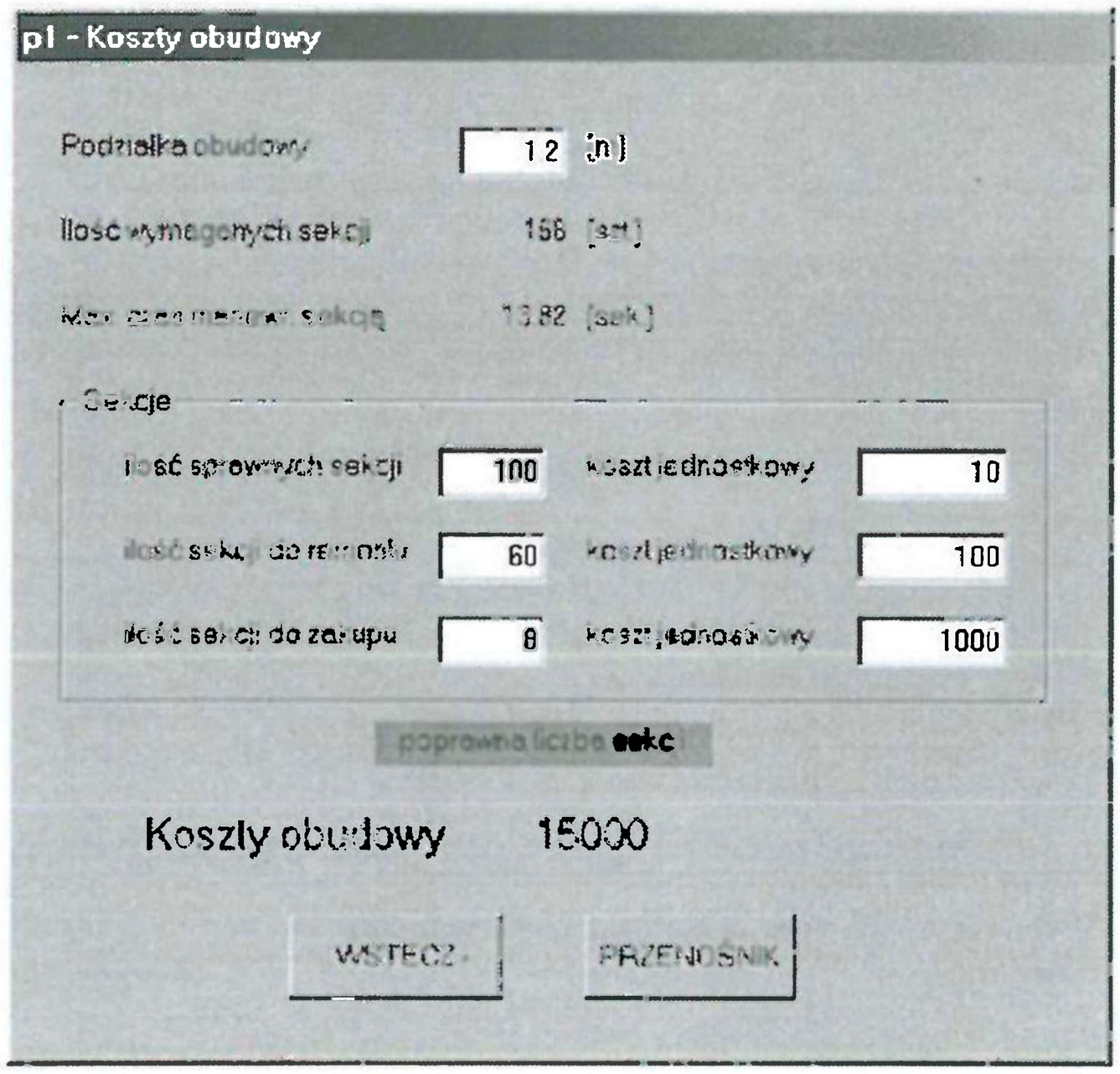
Głównym celem tego programu jest wyznaczenie prędkości posuwu maszyny urabiającej ze względu na parametry ściany. Wynikiem kalkulacji jest lista możliwych rozwiązań z pośród których należy wybrać jedno najbardziej odpowiadające użytkownikowi (rys 5).



Rys. 5. Lista potencjalnych rozwiązań programu P1

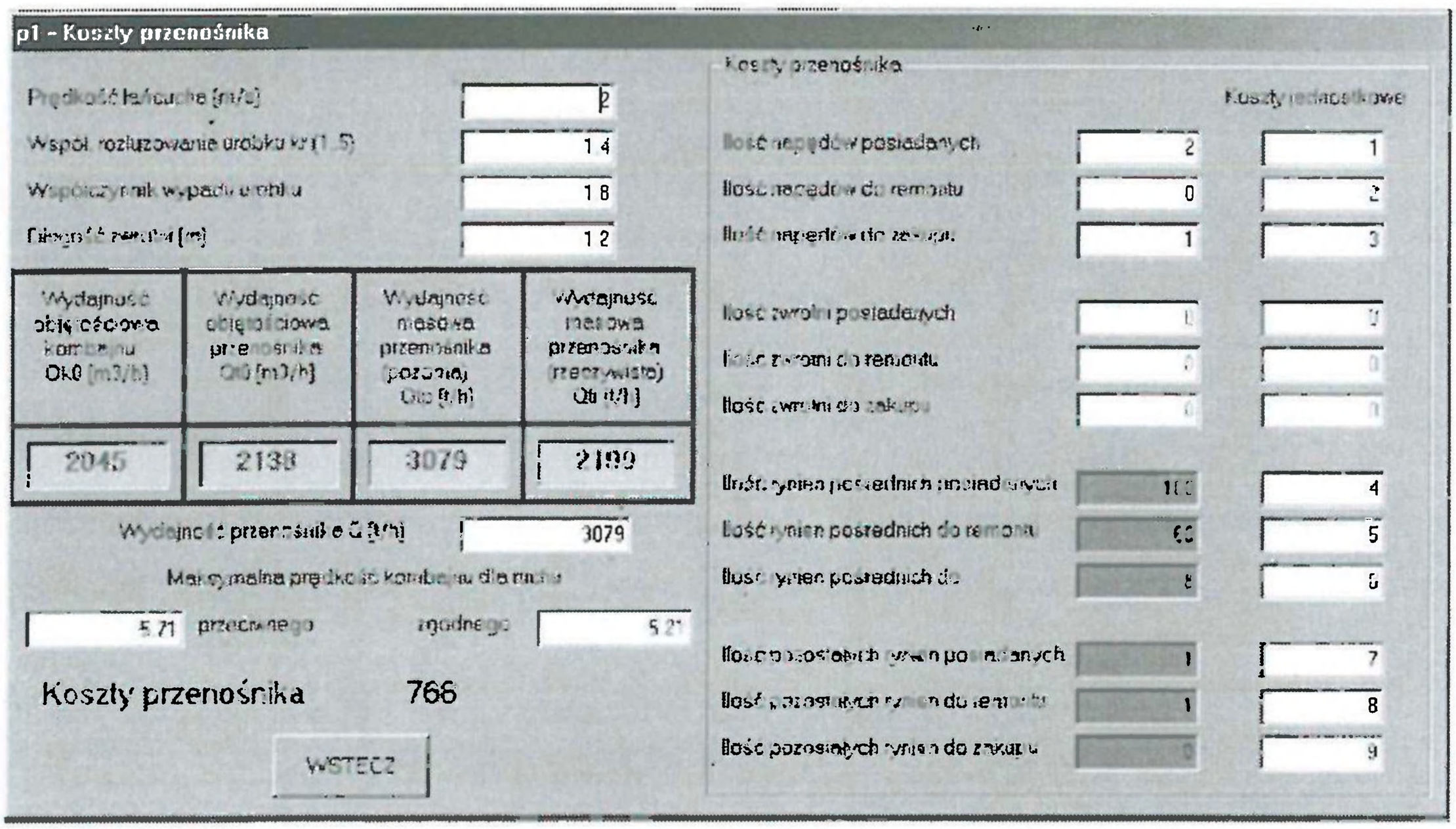
Fig. 5. List of available solutions (P1 program)

Dodatkowymi opcjami programu P1 jest wyznaczenie czasu przestawiania sekcji, kosztów obudowy (rys. 6) oraz wydajności i kosztów przenośnika (rys. 7). Opcje te są dostępne po naciśnięciu przycisku "Koszty".



Rys. 6. Czas przestawiania sekcji i koszt obudowy

Fig. 6. Section relocation time and mine roofing cost

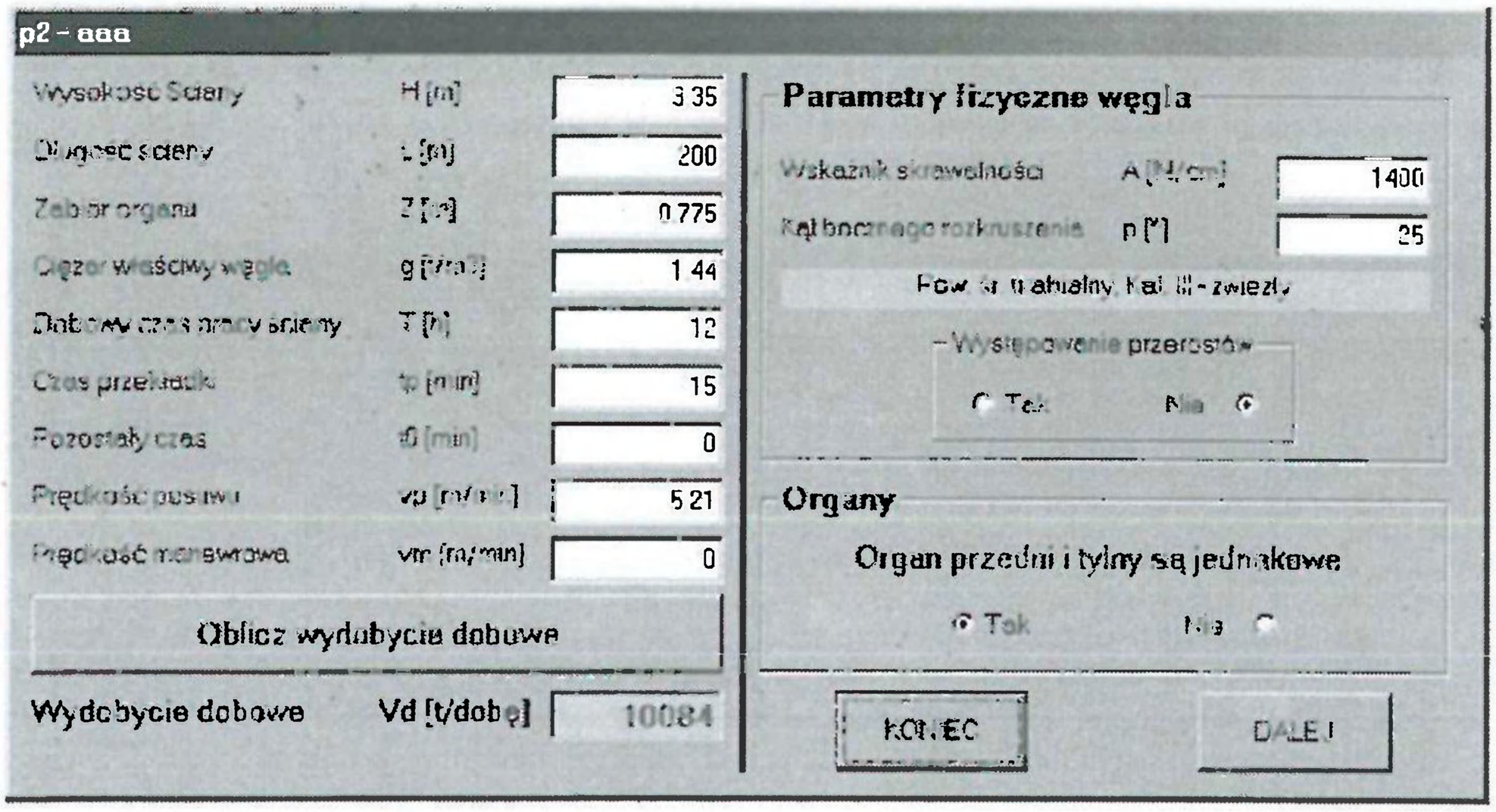


Rys. 7. Wydajność i koszt przenośnika

Fig. 7. Conveyor performance and cost

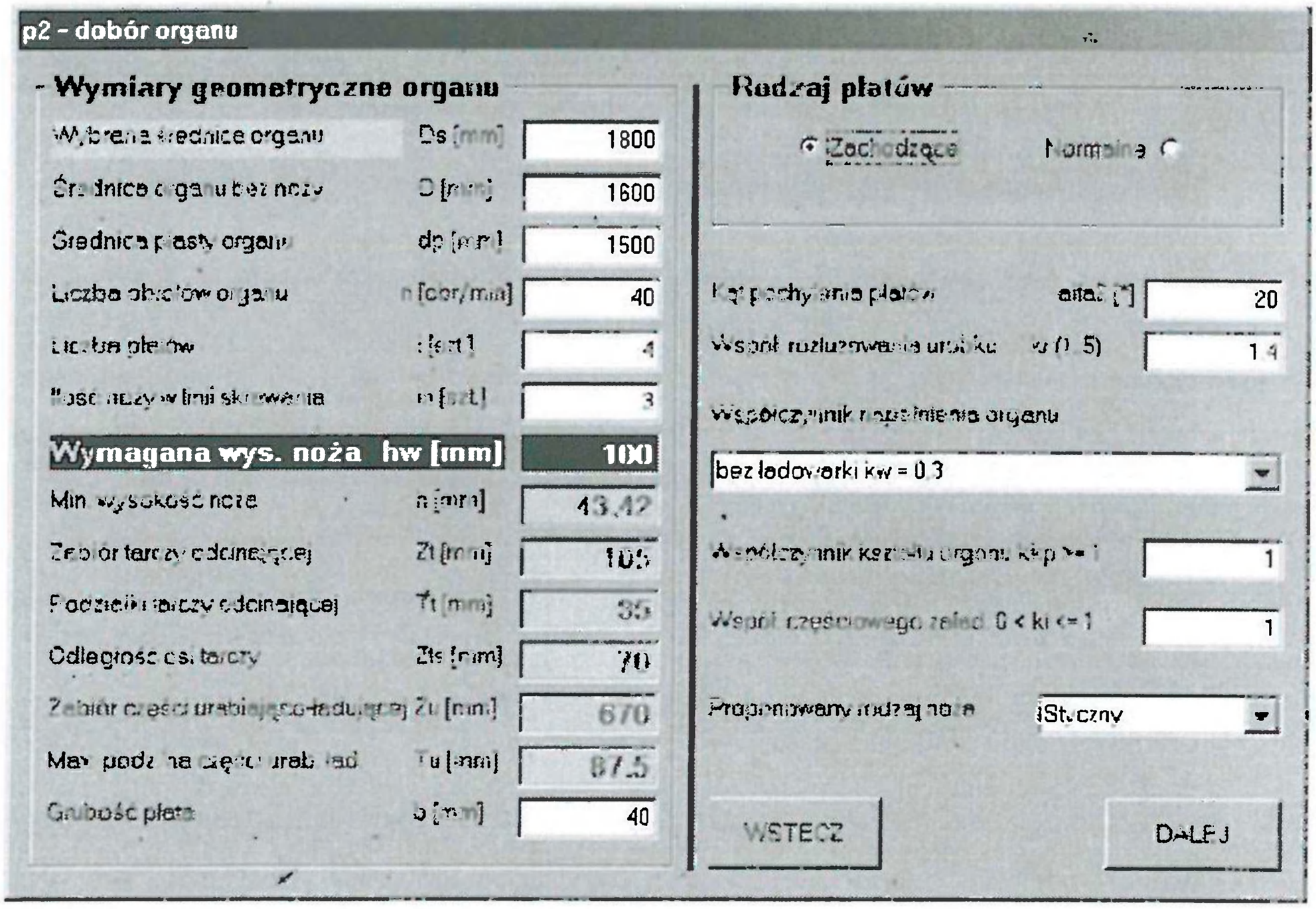
Program P2 służy do wstępnego doboru parametrów frezującego organu ślimakowego (rys. 8).

W pierwszym okienku programu P2 wyznacza się wydobycie dobowe kombajnu oraz określa rodzaj i kategorię urabianego węgla. Z tego poziomu można określić również czy organy przedni i tylny są jednakowe. Jeżeli organy są różne, każdy z nich będzie osobno projektowany.



Rys. 8. Okno programu P2

Fig. 8. P2 program window



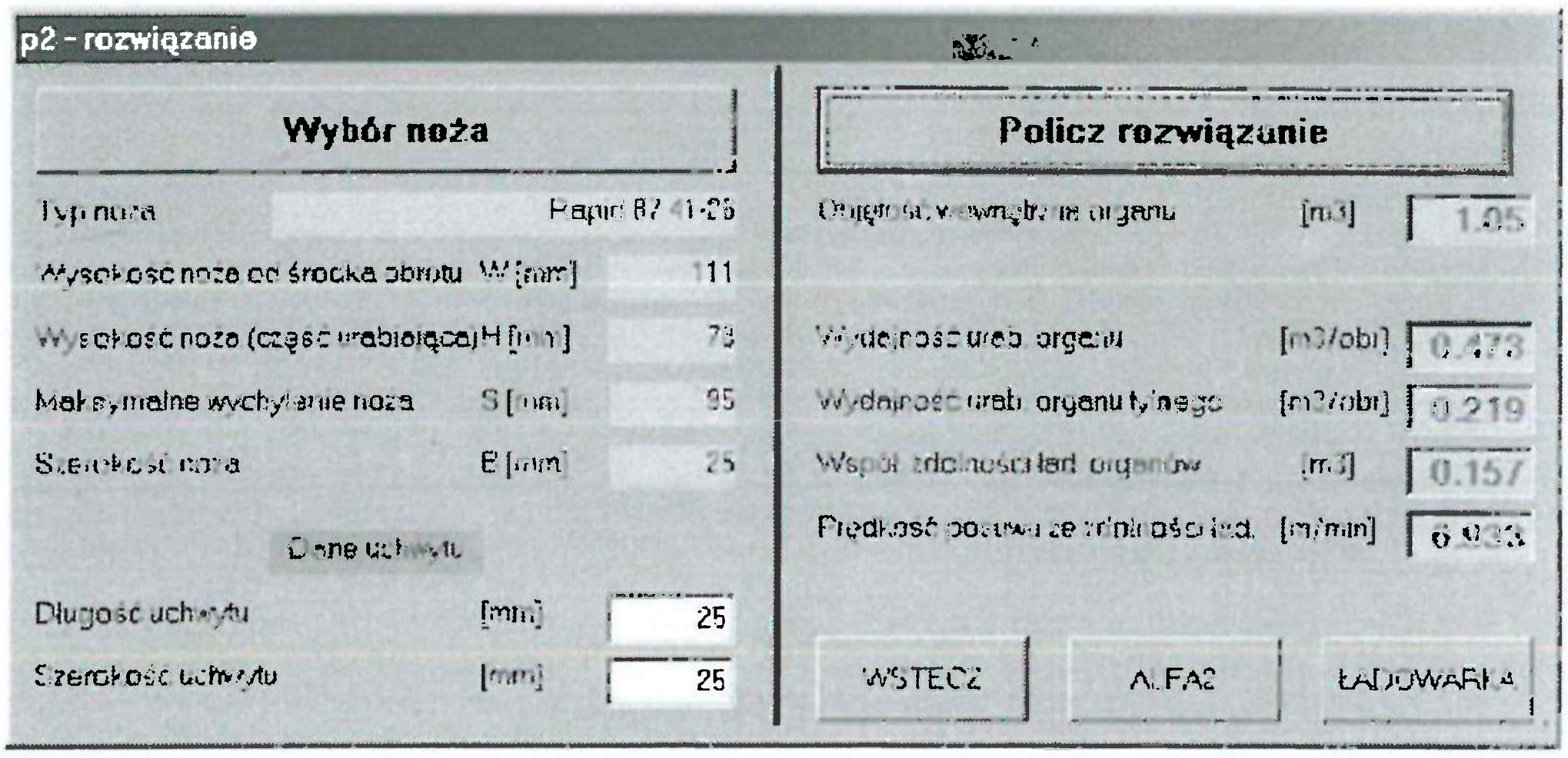
Rys. 9. Dobór wymiarów organu

Fig. 9. Cutter dimensioning

Przycisk „Dalej" otwiera okienko służące do określenia podstawowych wymiarów geometrycznych organu wraz z wartościami podziałek tarczy odcinającej. Okienko to określa również wymiary płatów i ich kąt nachylenia (rys. 9).

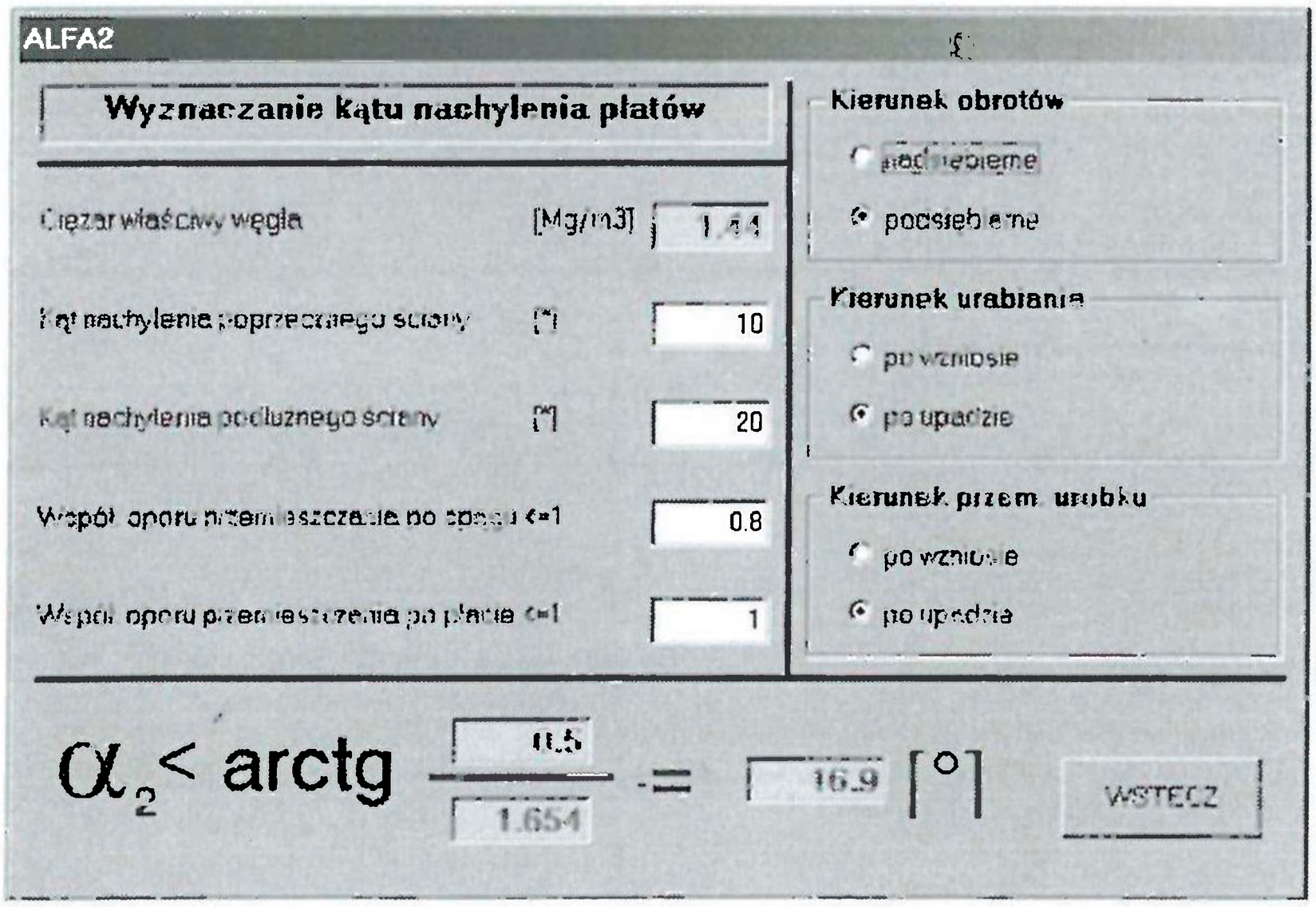
Trzecie okienko programu P2 pozwala wybrać rodzaj noży dla organu. Okienko to pozwala również wyznaczyć objętość wewnętrzną, wydajność urabiania, współczynnik zdolności ładowania oraz maksymalną prędkość posuwu kombajnu ze względu na zdolność ładowania urobku (rys. 10). Wyznaczenie kąta nachylenia płatów organu (ALFA2) pokazano na rysunku 11.

Ostatnie okienko służy do wyznaczenia odległości ładowarki od organu. Ładowarka może być umieszczona równolegle do organu jak również pod kątem (rys. 12).



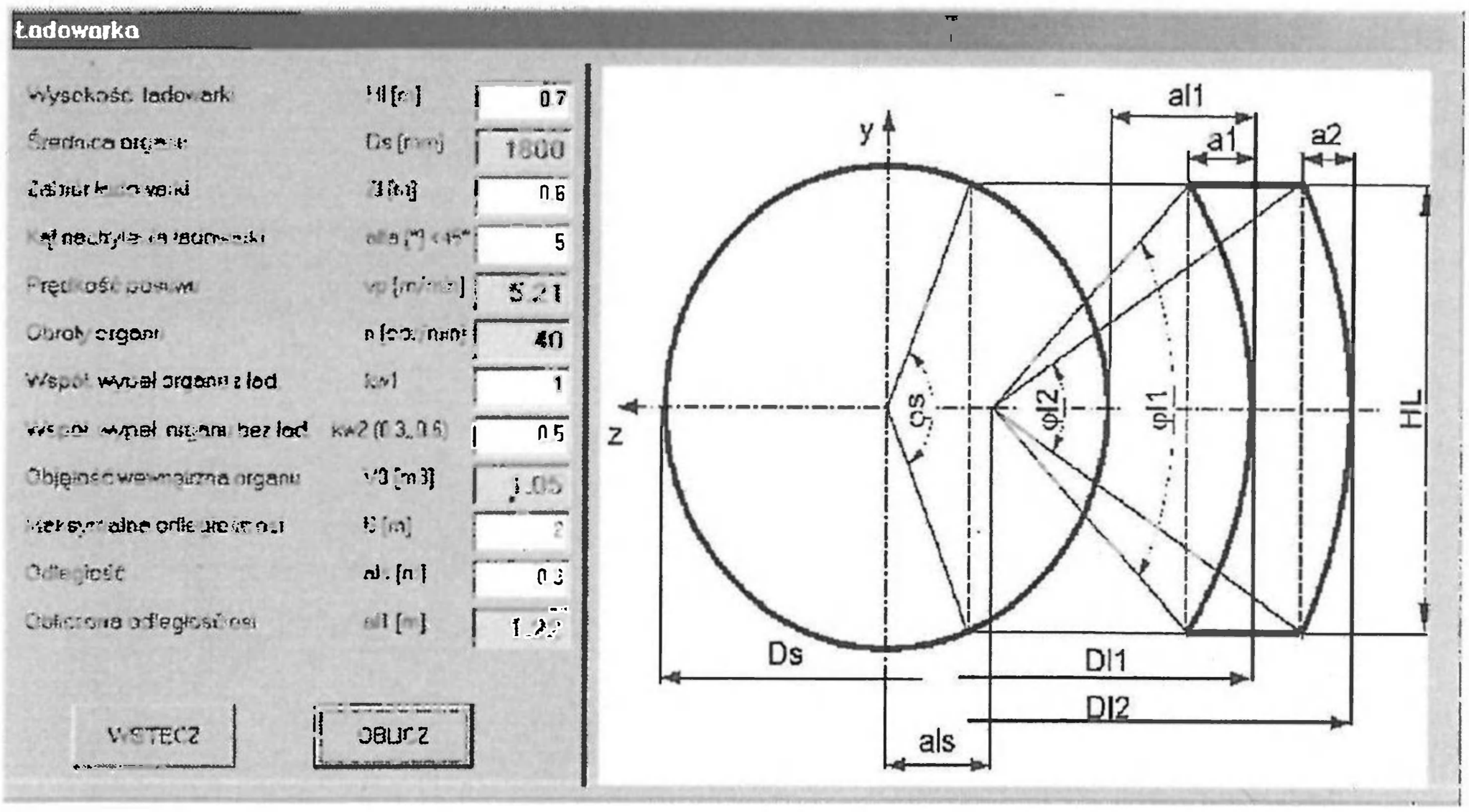
Rys. 10. Wyznaczanie zdolności przejmowania urobku i maksymalnej prędkości posuwu

Fig. 10. Loading capacity and maximum wall advance speed



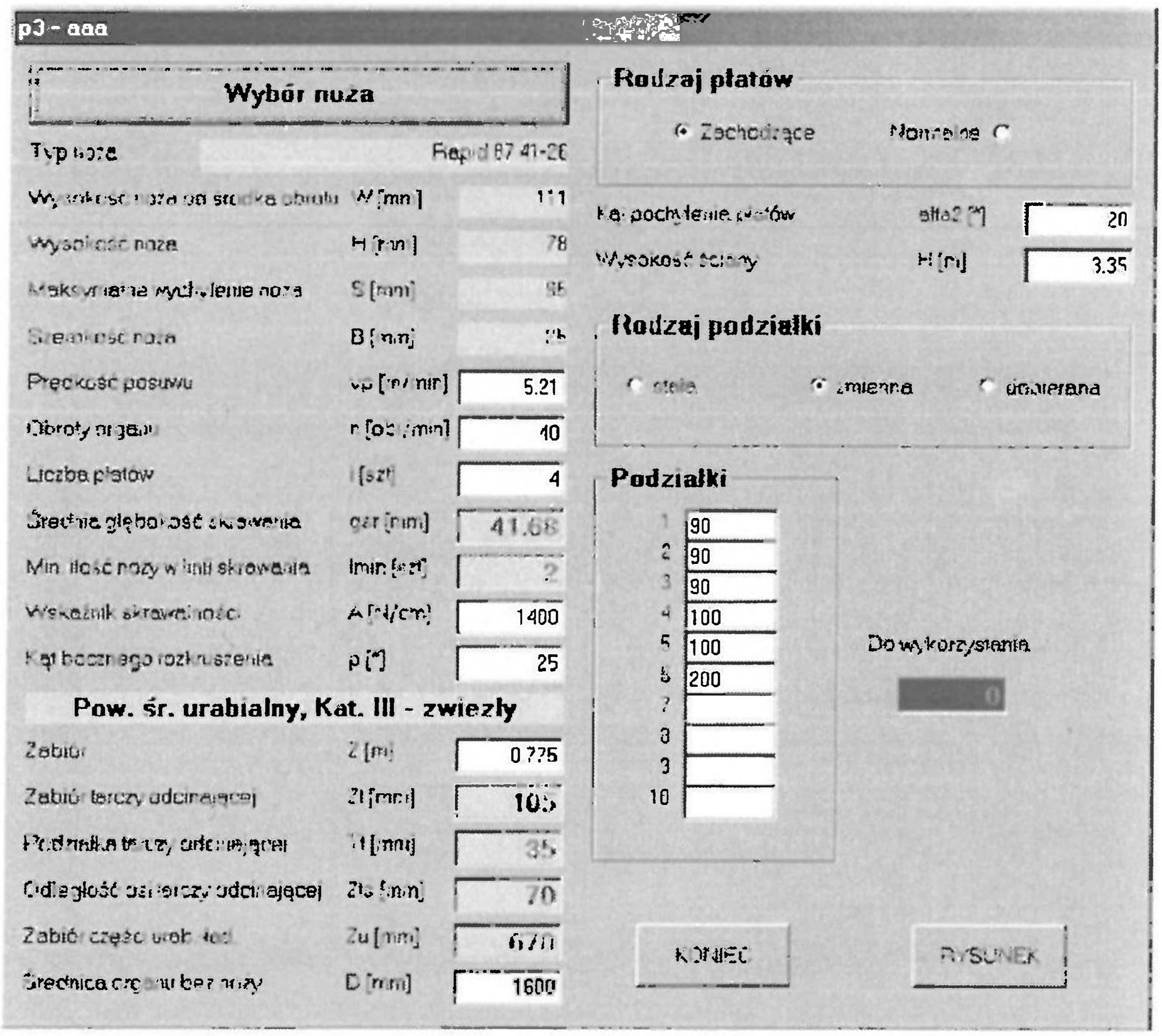
Rys. 11. Wyznaczanie kąta nachylenia płatów organu

Fig. 11. Cutter blade inclination angle



Rys. 12. Wyznaczanie odległości ładowarki

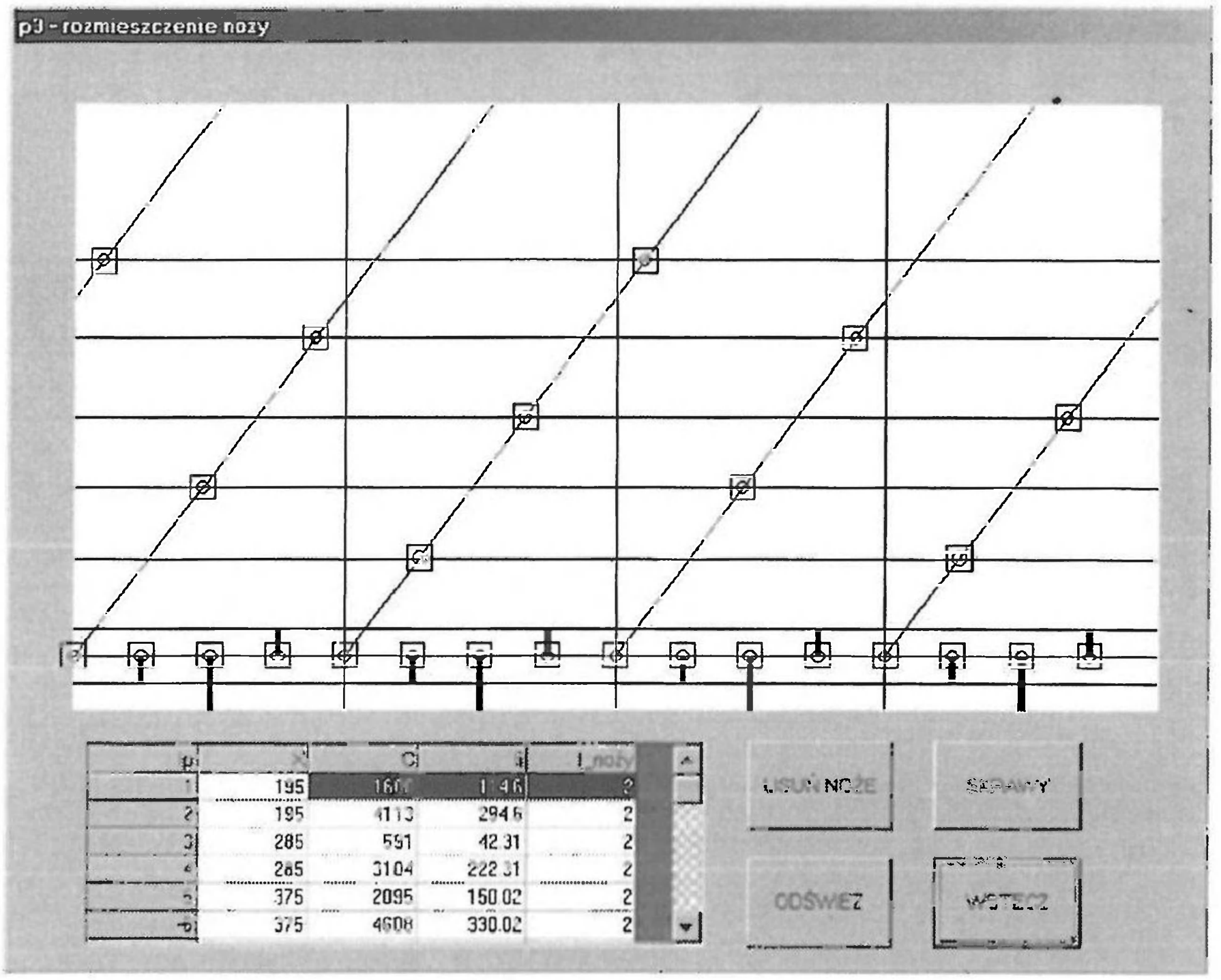
Fig. 12. Loader distance



Rys. 13. Główne okna programu P3

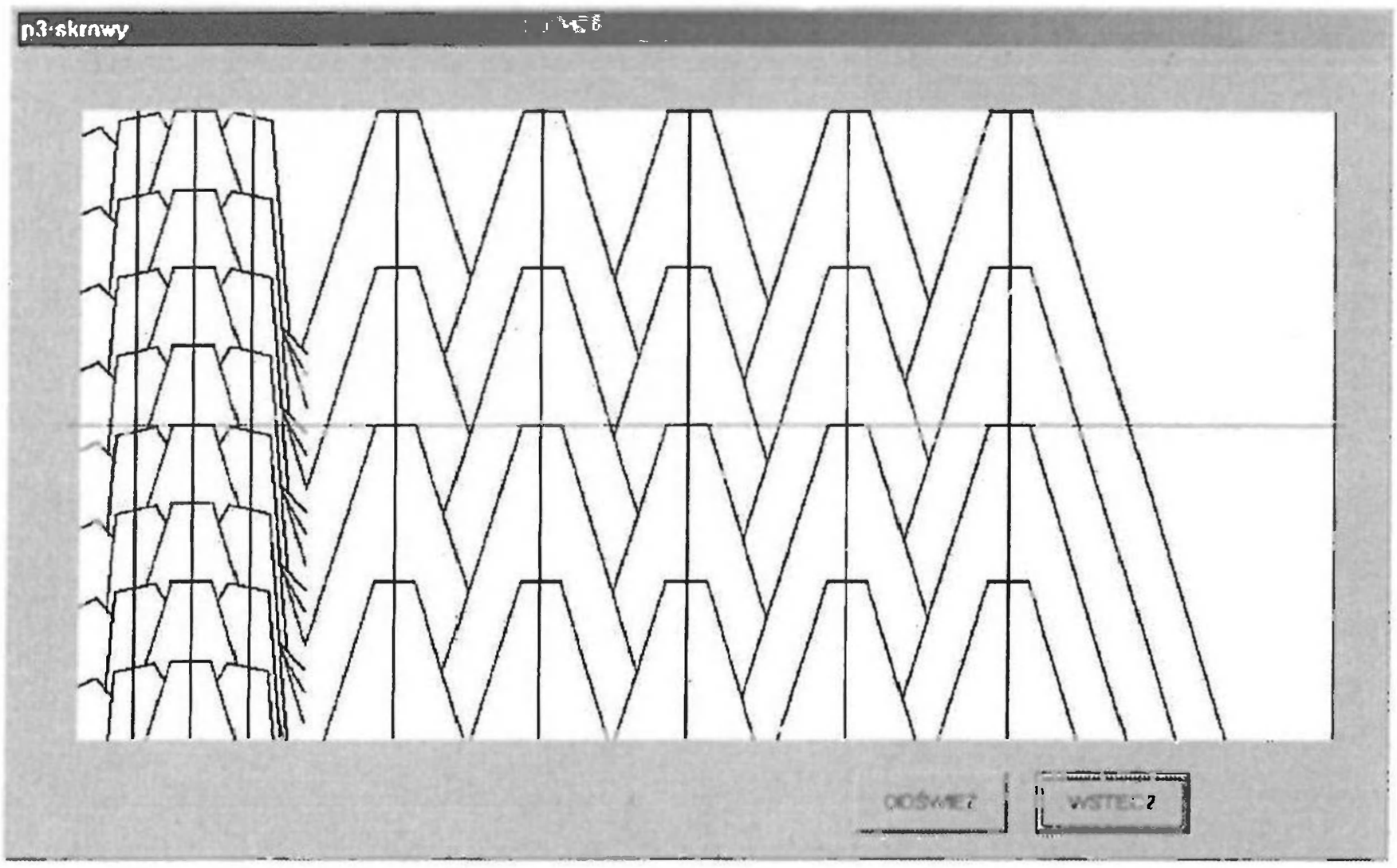
Fig. 13. P3 program main windows

Program P3 umożliwia projektowanie układu nożowego tzn. zaprojektowanie rozmieszczenia noży na organie. W pierwszym okienku wyznacza się podziałki części urabiającej organu. Podziałki mogą być stałe, zmienne lub dobierane ręcznie (rys. 13).



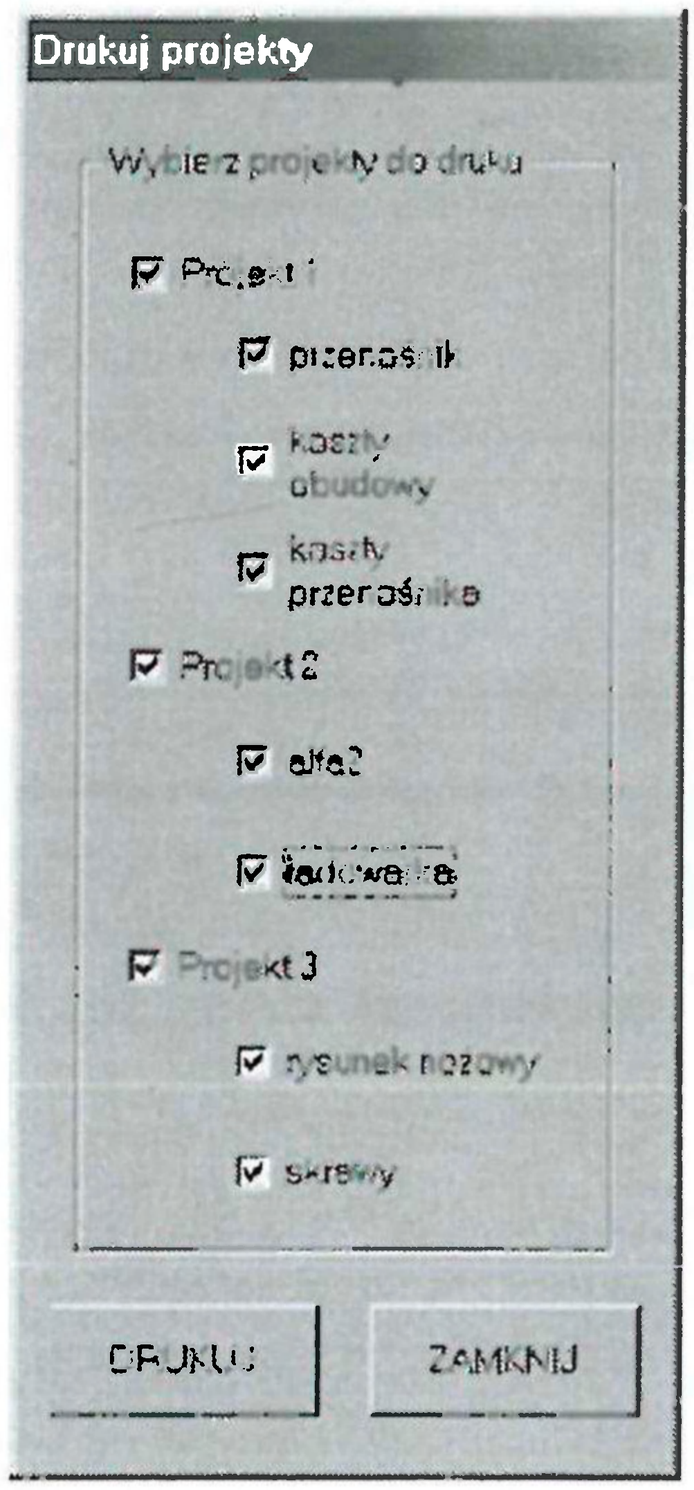
Rys. 14. Projekt układu nożowego

Fig. 14. Blade system design



Rys. 15. Przekrój skrawów zaprojektowanego układu nożowego

Fig. 15. Cut cross-section for designed blade system



Rys. 16. Okno wydruku

Fig. 16. Print window

Przycisk „Rysunek" otwiera okienko z rysunkiem rozkładu noży na organie (rys. 14). Aby umieścić nóż na rysunku wystarczy kliknąć w pobliżu miejsca docelowego. Program automatycznie znajdzie najbliższe możliwe miejsce dla noża. Równocześnie uaktualniana jest tabelka zwierające współrzędne noża na organie oraz ilość noży w linii skrawania. Tabela zawiera listę noży tarczy odcinającej i części urabiająco-ładującej.

Zaprojektowany rozkład noży na organie ślimakowym można analizować za pomocą przekroju skrawów, jakie taki układ będzie generował (rys. 15).

Ikona drukarki na pasku zadań (rys. 1) służy do uruchomienia zadania drukowania wyników obliczeń z poszczególnych programów. W każdym z programów można wybrać elementy, które użytkownik ma zamiar wydrukować. Wydruk jest możliwy tylko po otwarciu jednego z rekordów (rys. 16).

5. Podsumowanie

Zaprezentowany pakiet programów dotyczących doboru parametrów ruchowych maszyn kompleksu ścianowego umożliwia wybór najkorzystniejszych dla użytkownika maszyn. Wybór ten pozwala na uzyskanie założonego wydobycia dobowego. Powyższa uwaga odnosi się tak do ścian kombajnowych jaki i strugowych (program P1). Szczególnie w przypadku ścian niskich, gdy skrawalność węgla na to pozwala, można zastosować strug węglowy jako maszynę urabiającą. W pozostałych programach (program P2 i P3) określić można wymagania dotyczące

organów urabiających i ich układów nożowych. Zaprojektowanie organu urabiającego ze względu na wydajność i zdolność ładowania jak również wyznaczenie parametrów płatów i ładowarki jest możliwe w programie P2. Program P3 umożliwia dobór organu poprzez wyznaczenie podziałek i rozmieszczenie noży. Jednocześnie można sprawdzić jakość skrawania na przekroju skrawów. Zaprojektowany pakiet programów ma za zadanie wyręczyć od żmudnych obliczeń inżynieryjnych, które może wykonać komputer w bardzo krótkim czasie, a projektant może zająć się analizą rezultatów obliczeń.

Literatura

Krauze K., 2000: *Urabianie skał kombajnami ścianowymi.* Wydawnictwo Naukowe „Śląsk", Katowice.

Computer aided longwall equipment sizing for thin coal bed mining

Abstract

A new method for determining technical parameters of machinery and longwall complex equipment under given mining and geological conditions and assumed daily output is presented. The presented algorithm and computer software enable machinery performance parameters to be calculated to meet the user's requirements.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1145—1154

Krzysztof KRAUZE
Katedra Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych
Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków

Ocena możliwości technicznych efektywnego wybierania cienkich pokładów

Słowa kluczowe

Kompleks ścianowy – kombajn – strug – niskie ściany

Streszczenię.

Poddano analizie parametry techniczne ściany węglowej oraz ruchowe maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego w celu określenia ich wartości dla uzyskania założonego wydobycia dobowego. W wyniku przeprowadzonej analizy uzyskano wytyczne i wskazania dla efektywnego wybierania cienkich pokładów węgla. Podano również warunki stosowania frezującego kombajnu ścianowego lub statycznego struga węglowego do urabiania węgla.

1. Wstęp

Grubość pokładu węgla kamiennego wpływa bezpośrednio na wysokość wyrobiska ścianowego. Natomiast nachylenie i deformacje pokładu decydują o długości ściany. Wymienione powyżej czynniki powodują, że ze względu na uwarunkowania i wymagania stawiane maszynom i urządzeniom wchodzących w skład kompleksu ścianowego, pokłady węgla kamiennego podzielono na pokłady:

— cienkie, do 1,5 m,
— średnie, od 1,5 do 3,0 m,
— grube, powyżej 3,0 m.

Jak również ze względu na nachylenie na:

— poziome, od 0 do 12°,
— słabo nachylone, od 12 do 35°,
— silnie nachylone, od 35 do 55°,
— strome, powyżej 55°.

Obecnie grupą pokładów intensywnie eksploatowaną, ze względu na najbardziej dogodne wprowadzanie mechanizacji, efektywność i koszty wybierania, są pokłady o grubości od 1,5 do 3,0 m i nachyleniu podłużnym do 20°, czyli pokłady średnie i słabo nachylone. Pokłady

o większej grubości mogą być wybierane, choć z większymi kłopotami, na całej wysokości lub na warstwy, gdzie wysokość warstwy odpowiada pokładowi średniemu.

W przypadku pokładów cienkich i o różnym nachyleniu problemy z ich eksploatacją są najbardziej niekorzystne. Głównym czynnikiem decydującym o niskim stopniu efektywności wybierania tych pokładów jest wysokość wyrobiska ścianowego i duże trudności z wprowadzeniem sprawnej i niezawodnej mechanizacji.

Pierwszym problemem, który należy rozwiązać dla ścian w niskich pokładach jest ustalenie rodzaju maszyny urabiającej (kombajn, strug). Sytuacja ta nie występuje w przypadku pozostałych pokładów, gdzie stosuje się wyłącznie bębnowe kombajny frezujące. Następnym zagadnieniem do rozwiązania jest wybór odpowiedniej obudowy i przenośnika ścianowego.

We wszystkich tych przypadkach decydującymi czynnikami są wymiary geometryczne maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego oraz właściwe dla tych warunków systemy sterowania. Dlatego też proponuje się podzielić pokłady cienkie na pokłady strugowe (do 1 m) i pokłady strugowo-kombajnowe (powyżej 1 m). Podział ten wynika z możliwości technicznych (wymiary gabarytowe, moce) jakie są obecnie do dyspozycji kopalń.

Zasadniczym jest więc pytanie, czy eksploatacja pokładów cienkich jest technicznie uzasadniona i jakie winny być stawiane wymagania odnośnie kompleksów ścianowych, a szczególnie i ich parametrom ruchowym.

2. Wydobycie dobowe

Wydobycie dobowe, wydajność przenośnika ścianowego i czas manewrowania sekcją obudowy decydują o parametrach ruchowych maszyny urabiającej i uzyskaniu założonej wydajności przodka ścianowego.

Miarą efektywności procesu wydobycia z przodka ścianowego jest wielkość wydobycia dobowego, czyli stosunku ilości urobku wydobytego w ciągu doby pracy ściany. Zależność określająca związki między wydobyciem dobowym a parametrami pracy ściany ma następującą postać (Krauze 2000):

$$V_s = \frac{H\gamma LZT}{L\left(\frac{1}{v_p} + \frac{1}{v_m}\right) + t_p + t_o} \qquad (1)$$

gdzie:

H — wysokość ściany,
L — długość ściany,
Z — zabiór maszyny urabiającej,
γ — masa właściwa urabianej skały,
T — dobowy czas pracy ściany,
t_p — czas wykonania przekładki,
t_o — czas organizacyjny pozostały dla pojedynczego skrawu,
v_p — prędkość posuwu (robocza) maszyny urabiającej,
v_m — prędkość manewrowa maszyny urabiającej.

Jeżeli przyjąć, że $v_p = k\, v_m$, to:

$$V_s = H\gamma ZT \frac{Lv_p}{(1+k)L + (t_p + t_o) + v_p} \tag{2}$$

gdzie:

$k = 0$, dla urabiania dwukierunkowego, $v_m = 0$,

$0 < k \leq 1$, dla urabiania jednokierunkowego, $v_p \leq v_m$,

$k > 1$, dla urabiania jednokierunkowego, $v_p > v_m$.

Dobór obudowy ścianowej uwarunkowany jest głównie poprzez warunki stropowe i spągowe oraz techniczne parametry ściany. Również ważnym jest w tym przypadku uwzględnienie jej parametrów ruchowych (czas przekładki), które winny być odpowiednio dobrane. Zagadnienie powyższe sprowadza się do doboru takiego układu sterowania i zasilania, by czas przestawiania pojedynczej sekcji t_{st} był krótszy od czasu przejazdu kombajnu na jej długości.

$$t_{st} = \frac{t_{ob}}{v_p} \tag{3}$$

gdzie:

t_{ob} — podziałka (szerokość) pojedynczej sekcji.

Wydajność przenośnika, moc napędów i prędkość łańcucha (typ przenośnika) muszą być tak dobrane, by przenośnik ścianowy był w stanie przejąć urobek od maszyny urabiającej. Zdolność przejmowania urobku przez przenośnik Q_{zp} jest iloczynem przekroju strugi urobku na przenośniku F_t i sumy (ruch przeciwny kombajnu i łańcucha) lub różnicy (ruch zgodny) prędkości łańcucha v_t i kombajnu v_p.

$$Q_{zp} = F_t (v_t \pm v_p) \tag{4}$$

Natomiast wydajność objętościowa maszyny urabiającej Q_{ko} opisuje zależność

$$Q_{ko} = k_L HZv_p k_r \tag{5}$$

gdzie:

k_r — współczynnik rozluzowania urobku ($k_r \geq 1$),

k_L — współczynnik uwzględniający wypad urobku z ociosu pod wpływem ciśnienia górotworu i załadowany bez udziału maszyny urabiającej ($k_L \geq 1$).

Wymaganym jest by zdolność przejmowania urobku Q_{zp} była w przypadku różnicy prędkości v_t i v_p większa lub conajmniej równa Q_{ko}

$$Q_{zp} \geq Q_{ko} \tag{6}$$

Przekształcając odpowiednio zależności (4), (5) i (6) tak, by określić maksymalną wartość prędkości posuwu v_p dla wybranej wydajności przenośnika Q_t można otrzymać następujące wyrażenie:

$$v_p \leq \frac{60Q_t v_t}{3600 v_t HZk_r k_L \pm Q_t} \tag{7}$$

w którym znak plus dotyczy ruchu zgodnego, a znak minus ruchu przeciwnego.

Zależności (1), (2) i (7) są wspólne dla kompleksu strugowego i kombajnowego. Natomiast zależność (3) ważna jest głównie dla kompleksu kombajnowego, gdzie odsłonięcie stropu po przejściu kombajnu ścianowego może doprowadzić do wystąpienia zjawiska obwału.

W przypadku kompleksu kombajnowego ważne jest też prawidłowe dobranie frezujących organów ślimakowych tak, by prawidłowo realizowały proces skrawania i ładowania (Krauze 2000). Szczególnego znaczenia nabiera w tej sytuacji taki dobór parametrów organu, by proces ładowania nie powodował nadmiernego napełniania urobkiem przestrzeni między ślimakami, czyli niedopuszczenie do wystąpienia zjawiska dławienia. Wynika to z różnicy objętości wewnętrznej organu i wydajności urabiania.

Objętość wewnętrzna organu V_o jest to swobodna przestrzeń między płatami ślimaka, w której urobek przemieszczany jest w kierunku przenośnika. Wielkość tej przestrzeni powinna być taka, by zapewnić przemieszczenie się i swobodny ruch węgla do punktu wyładunku. Jeżeli objętość przestrzeni między płatami ślimaka potraktować jako różnicę objętości walca o średnicy D, objętości walca piasty o średnicy d i objętości płatów, to dla organu o tzw. płatach normalnych objętość wewnętrzna V_o opisana jest zależnością:

$$V_o = 0{,}25\pi(D^2 - k_{kp}) \cdot \left(Z_u - \frac{b}{\cos\alpha_2} \right) \tag{8}$$

a dla organów z płatami zachodzącymi zależnością:

$$V_o = 0{,}25 Z_u (D^2 - k_{kp} d^2) \cdot \left(\pi - \frac{ib}{D\cos\alpha_2} \right) \tag{9}$$

gdzie:

Z_u — zabiór organu bez tarczy odcinającej (część urabiająco-ładująca),
D — średnica bębna organu,
d — średnica piasty organu,
b — grubość płata,
i — ilość płatów,
α_2 — kąt nawinięcia płata.

Natomiast wartość wydajności urabiania organu jest funkcją średnicy organu D_s, zabioru Z, prędkości posuwu v_p, obrotów n oraz współczynników k_r i k_L. Ogólną zależność na V_u należy rozpisać na organ przedni:

$$V_{up} = \frac{k_r k_L Z_p v_p D_{sp}}{n_p} \tag{10}$$

oraz tylny:

$$V_{ut} = \frac{k_r k_L (H - D_{sp}) Z_t v_p}{n_t} \tag{11}$$

Sumaryczna wydajność organu przedniego i tylnego V_u jest sumą V_{up} i V_{ut}

$$V_u + V_{up} + V_{ut} = k_r k_L v_p \left[\frac{Z_p D_{sp}}{n_p} + \frac{(H - D_{sp}) Z_t}{n_t} \right] \tag{12}$$

Dla organów o tych samych parametrach zależność (12) przyjmie następującą postać

$$V_u = \frac{k_r k_L Z v_p H}{n} \tag{13}$$

Warunkiem koniecznym, by organ prawidłowo ładował, jest:

$$\Delta = k_w V_o - V_u \geq 0 \tag{14}$$

gdzie:

k_w — współczynnik wypełnienia organu.

Uwzględniając spełnienie nierówności (14) należy rozpatrzyć przypadek pracy kombajnu z ładowarkami osłonowymi lub bez. Dla pracy kombajnu z organami z ładowarkami koniecznym i wystarczającym jest, by wydajność urabiania na jeden obrót organu przedniego była mniejsza od objętości $k_w V_o$:

$$\Delta = k_w V_{op} - V_{up} \geq 0 \tag{15}$$

Wtedy można z zależności (15) otrzymać wyrażenie określające dopuszczalną prędkość posuwu v_p

$$v_p \leq \frac{k_w n_p V_{op}}{k_r k_L Z_p D_{sp}} \tag{16}$$

W przypadku pracy maszyny urabiającej bez ładowarek, koniecznym jest, by spełniona była następująca nierówność:

$$\Delta = k_w (V_o + V_{ot}) - (V_{up} + V_{ut}) \geq 0 \tag{17}$$

Postępując podobnie jak w przypadku zależności (15) można otrzymać wyrażenie na dopuszczalną prędkość posuwu v_p dla organów o różnych parametrach:

$$v_p = \frac{k_w n_p n_t (V_{op} + V_{ot})}{k_r k_L \left[\frac{Z_p D_{sp}}{n_t} + \frac{(H - D_{sp}) Z_t}{n_p} \right]} \tag{18}$$

lub o tych samych

$$V_p \le \frac{2 k_w V_o n}{k_r k_L Z H} \tag{19}$$

Oczywistym jest, że zależności (14) i (16) przekształcać można dowolnie i określać odpowiednio inne potrzebne parametry organów, lecz najczęściej możliwym do zamiany jest, w rzeczywistej sytuacji, tylko ograniczenie prędkości posuwu.

Zamieszczone powyżej zależności stanowią część opracowanej metody doboru maszyn kompleksu ścianowego, na bazie której powstało oprogramowanie umożliwiające wyznaczanie parametrów tych maszyn (Krauze 2000).

3. Wyznaczanie parametrów ruchowych maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego

W celu wyznaczenia parametrów ruchowych elementów kompleksu ścianowego posłużono się, wcześniej wspomnianym oprogramowaniem, opracowanym w Katedrze Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych AGH.

Przyjęto następujące, wspólne dla kompleksów strugowego i kombajnowego, dane wejściowe

$T = 16$ h, $k_L = 1{,}0$, $g = 1{,}4$ Mg/m^3, $E_u = 1{,}0$ kWh/m3, $k_r = 1{,}4$; $L = 200$ m, $\alpha_p = \alpha_w = 0$, urabianie dwukierunkowe, $V_d \approx 3000$ Mg/dobę.

3.1. Kompleks kombajnowy

Dla kompleksu, w którym w kombajn wyposażony w dwa organy jest maszyną urabiającą, przyjęto, że:

$t_p = 30$ min, $t_o = 5$ min, $v_t = 1$ m/s, $Z = 0{,}8$ m,
$D_s = 1000$; 1200 i 1400 mm, $d_p = 600$ mm,

$H = 1{,}0$; 1,2 i 1,5 m, kombajn przemieszcza się po przenośniku lub obok.

Wyniki obliczeń zestawiono w tabelach 1 i 2. W tabeli 1 zestawiono wymagane parametry ruchowe kombajnu (prędkość posuwu v_p, moc N), obudowy (czas podparcia stropu) i przenośnika (wydajność Q_p) dla zapewnienia uzyskania założonego wydobycia na poziomie 3000 Mg/dobę dla trzech wysokości ściany ($H = 1{,}0$; 1,2 i 1,4 m). Zamieszczono również

Tabela 1. Parametry techniczne maszyn i urządzeń kompleksu kombajnowego dla różnych wysokości ściany

Table 1. Technical parameters of cutter loader machinery and equipment for various longwall height

Wysokość ściany H, m	Prędkość posuwu v_p, m/min	Wymagana moc urabiania N, kW	Max. czas podparcia stropu t_{st}, s	Wydajność przenośnika Q_{tp}, Mg/h	Prędkość posuwu z przenośnika, m/min	
					przeciwny v_{pp}	ZGODNY v_{pz}
1,0	5,49	264	16,4	600	7,14	5,76
1,2	3,93	226	22,9	500	4,78	4,12
1,5	2,76	199	32,4	500	3,77	3,35

Tabela 2. Dopuszczalne prędkości posuwu kombajnu ścianowego ze względu na zdolności ładujące organów

Table 2. Allowable cutter loader advance speed depending on loader capacity

Wysokość ściany H, m	Prędkość posuwu v_p, m/min	Średnica organu D_s., m	Obroty organu n, min^{-1}	Położenie kombajnu					
				obok przenośnika			na przenośniku		
				$v_{p\,max}$ dla różnych k_w, m/min			$v_{p\,max}$ dla różnych k_w, m/min		
				$k_w = 0,3$	$k_w = 0,5$	$k_w = 0,7$	$k_w = 0,3$	$k_w = 0,5$	$k_w = 0,7$
1,0	5,49	1,0	50	2,03	3,38	4,73	—	—	—
1,2	3,93	1,0	50	2,03	3,38	4,73	2,94	3,38	4,73
		1,2	45	3,59	5,98	8,37	6,23	5,98	8,37
1,5	2,76	1,2	45	3,59	5,98	8,37	4,99	5,98	8,37
		1,4	40	4,71	7,85	10,99	7,64	7,85	10,99

dopuszczalne prędkości posuwu kombajnu z uwagi na zdolność przejmowania urobku przez przenośnik ścianowy (v_{pp} — ruch przeciwny, v_{pz} — ruch zgodny).

W tabeli 2 zestawiono obliczone dopuszczalne prędkości posuwu kombajnu z uwagi na proces ładowania urobku frezującymi organami ślimakowymi (bez dławienia), gdy maszyna urabiająca jest wyposażona w ładowarki ($k_w = 0,3$; 0,5 i 0,7) lub nie ($k_w = 0,3$), dla przypadku przemieszczania się jej po lub obok przenośnika.

Na podstawie wykonanych obliczeń można stwierdzić, że istnieje możliwość eksploatacji pokładów o wysokości od 1,0 do 1,5 m obecnie produkowanymi maszynami tak, by uzyskać wydobycie na poziomie 3000 Mg/dobę (kombajny KSE-360 i KGS-245, przenośniki Glinik i Rybnik, obudowy Glinik-05/15 i Glinik-06/16).

Należy jednak podkreślić, że w tym przypadku trzeba bardzo starannie dobierać parametry ruchowe maszyn kompleksu ścianowego, a szczególnie frezujących organów ślimakowych.

3.2. Kompleks strugowy

Dla kompleksu, w którym maszyną urabiającą jest statyczny stug węglowy przyjęto, że:

$$t_p = t_o = 0 \text{ min}, Z = 0{,}05 \text{ m}, H = 0{,}8; 1{,}0 \text{ i } 1{,}5 \text{ m}, v_t = 1{,}0 \text{ i } 1{,}3 \text{ m/s}$$

Wyniki obliczeń zestawiono w tabeli 3. Dla różnych wysokości ściany określono prędkości posuwu głowicy strugowej oraz zapotrzebowanie mocy, wydajność przenośnika ścianowego dla założonej prędkości łańcucha i dopuszczalne prędkości struga ze względu na zdolność przejmowania urobku przez przenośnik.

Tabela 3. Parametry techniczne maszyn i urządzeń kompleksu strugowego dla różnych wysokości ściany

Table 3. Technical parameters of coal plough machinery and equipment for various longwall height

Wysokość ściany H, m	Prędkość posuwu v_p, m/s	Wymagana moc urabiania N, kW	Prędkość łańcucha $v_ł$, m/s	Wydajność przenośnika Q_{tp}, Mg/h	Prędkość posuwu z przenośnika, m/s	
					przeciwny v_{pp}	zgodny v_{pz}
0,8	0,93	134	1,0	3 800	—	0,93
0,8	0,93	134	1,3	1 000	—	0,95
1,0	0,74	134	1,0	1 050	—	0,75
1,0	0,74	134	1,3	650	—	0,76
1,5	0,50	134	1,0	550	—	0,51
1,5	0,50	134	1,3	450	2,46	0,51

Otrzymane wyniki, podobnie jak w przypadku ściany wyposażonej w kombajn, potwierdzają możliwości uzyskania wydobycia na poziomie 3000 Mg/dobę. Ściana wyposażona w strug charakteryzuje się zmniejszonym zapotrzebowaniem mocy na urabianie oraz większymi wydajnościami przenośnika ścianowego. Również należy podkreślić konieczność starannego doboru parametrów ruchowych maszyn kompleksu ścianowego.

4. Zakończenie

Przeprowadzone obliczenia, na podstawie których określono parametry ruchowe maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego, pozwalają stwierdzić, że istnieje możliwość uzyskania wydobycia dobowego ze ścian o wysokości do 1,5 m na poziomie 3000 Mg/dobę. Wielkość takiego wydobycia można otrzymać ze ścian, gdzie maszyną urabiającą jest kombajn lub strug. Tak w jednym jak i w drugim przypadku należy bardzo starannie dobierać parametry ruchowe maszyn kompleksu ścianowego.

W przypadku kompleksu ścianowego wyposażonego w kombajn elementem najbardziej czułym są frezujące organy ślimakowe. Natomiast w ścianie wyposażonej w strug jest to przenośnik zgrzebłowy, a dokładniej wartość prędkości łańcucha zgrzebłowego.

Do zalet kompleksu ścianowego wyposażonego w kombajn należy zaliczyć:
— urabianie węgli o najwyższych wskaźnikach skrawalności przy utrzymaniu założonego zabioru i prędkości posuwu,
— możliwość eksploatacji pokładów o zmiennej grubości,
— łatwość w sterowaniu maszyną urabiającą przy różnym stanie wyrobiska ścianowego.
Natomiast do wad kompleksu kombajnowego można zaliczyć:
— duże odsłonięcie stropu, co może spowodować zjawisko obwału lub zagrożenie zawałem,
— niemożliwość urabiania pokładów o grubości do 1 m,
— duże zapylenie,
— konieczność stosowania ładowarek osłonowych.
Zaletami kompleksu strugowego są:
— urabianie na małych głębokościach (i zabiorze),
— możliwość automatyzacji procesu urabiania,
— prosta konstrukcja głowicy strugowej,
— możliwość urabiania pokładów o grubości poniżej 1 m.
Wadami kompleksu strugowego są:
— trudności w prowadzeniu czoła ściany,
— silny wpływ urabialności węgla (wskaźnik skrawalności) na głębokość skrawania, a w konsekwencji na wydobycie dobowe,
— konieczność dostosowania obudowy i przenośnika zgrzebłowego do wymagań prowadzenia głowicy strugowej.
Uwzględniając wymienione wcześniej uwagi i wnioski oraz zalety i wady kompleksu kombajnowego lub strugowego można preferować do ścian powyżej jednego metra stosowanie kombajnu frezującego, przemieszczającego się obok lub po przenośniku ($H > 1{,}2$ m) do urabiania węgli powyżej 3000 N/cm. Natomiast do ścian gdzie $A < 3000$ N/cm lub gdy wysokość $H \leq 1$ m stosowanie statycznego struga węglowego. W każdym z tych przypadków należy wnikliwie dobrać parametry ruchowe maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego.

Literatura

Krauze K., 2000: *Urabianie skał kombajnami ścianowymi*. Wydawnictwo „Śląsk", Katowice

Feasibility study for effective thin coal bed mining

Abstract

Technical parameters of coal longwall and longwall machinery and equipment have been analysed to reach an assumed daily output. Guidelines and provisions for effective thin coal bed mining are derived. The operational conditions for cutter loader or static coal plough are established.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1155—1170

Zenon MALINA
Roman CHOJNACKI
Nadwiślańska Spółka Węglowa S.A., KWK „Brzeszcze", Brzeszcze

Eksploatacja silnie metanowych cienkich pokładów węgla w NSW S.A. KWK „Brzeszcze" — doświadczenia praktyczne

Słowa kluczowe

Eksploatacja – wydzielanie metanu – odmetanowanie – efektywność –przewietrzanie – okno wentylacyjne – obcinka wentylacyjna – monitoring zagrożeń

Streszczenie

Eksploatacja silnie metanowych pokładów węgla pociąga za sobą konieczność bieżącego rozwiązywania wielu problemów, gdyż metan jest jednym z najgroźniejszych czynników towarzyszących wydobywaniu węgla. Problemy te szczególnie ostro występują przy eksploatacji silnie metanowych cienkich pokładów węgla. Na dwóch przykładach eksploatacji ścian nr 800 w pokł. 347 poz. 512/640 m i nr 119 w pokł. 352 poz. 640/740 m, których metanonośności wynosiły odpowiednio 13,9 m3CH4/Mgc.s.w. i 10,0 m3CH4/Mgc.s.w. autorzy wykazali jak przy odpowiednio zaprojektowanych i dobranych środkach technicznych, w warunkach bardzo dużego zagrożenia metanowego można osiągnąć dobre wyniki produkcyjne, przy jednoczesnym zachowaniu pełnego bezpieczeństwa pracy zatrudnionej w rejonach wydobywczych załogi.

1. Wstęp

Eksploatacja silnie metanowych pokładów węgla pociąga za sobą konieczność bieżącego rozwiązywania wielu problemów, gdyż metan jest jednym z najgroźniejszych czynników towarzyszących wydobyciu węgla. Problemy te szczególnie ostro występują przy eksploatacji silnie metanowych cienkich pokładów węgla. Z drugiej jednak strony metan jest wysokokalorycznym i ekologicznym paliwem energetycznym, którego pozyskanie i gospodarcze wykorzystanie niewątpliwie wpływa na poziom bezpieczeństwa i kosztów wydobycia.

Na dwóch przykładach eksploatacji ścian nr 800 w pokł. 347 wsch. II usk. poz. 512/640 m i nr 119 w pokł. 352 zach. poz. 640/740 m chcemy wykazać jak przy odpowiednio zaprojektowanych i dobranych środkach technicznych w warunkach bardzo dużego zagrożenia metanowego można osiągnąć dobre wyniki produkcyjne, przy jednoczesnym zachowaniu pełnego bezpieczeństwa pracy zatrudnionej w rejonach wydobywczych załogi.

2. Eksploatacja ściany nr 800 w pokł. 347 wsch. II usk. poz. 512/640 m

2.1. Opis warunków górniczo-geologicznych

Ściana nr 800 eksploatowana była w partii za II uskokiem wschodnim pomiędzy poziomami 512 m, a 640 m. Granice eksploatacji pola stanowiły (rys. 1):

— od wschodu — przecinka ścianowa ściany nr 800,
— od zachodu — linia zatrzymania ściany nr 800,
— od południa — chodnik wentylacyjny I,
— od północy — chodnik taśmowy I.

Pokład 347 w przedmiotowym rejonie wykształcony jest regularnie w postaci jednej lub dwóch ław węglowych przedzielonych cienkim (2—5 cm) przerostem łupka ilastego. Lokalnie grubość w/w przerostu wzrastała do 15 cm. Sumaryczna miąższość pokładu waha się od 1,2 do 1,5 m. Rozciągłość przebiega generalnie wzdłuż linii wschód-zachód, a upad w kierunku północnym i wynosi od 5,5 do 8,0°. Stratygraficznie pokład zaliczony jest do warstw orzeskich i charakteryzuje się następującymi parametrami jakościowymi:

— węgiel typu — 32,
— wartość opałowa — 28 700 kJ/kg,
— zawartość popiołu — 8,1%,
— zawartość siarki całkowitej — 0,37%,
— wskaźnik zwięzłości według Protodiakonowa f = 0,73—0,76.

Ze względu na występujące zagrożenia pokład zaliczony jest do:

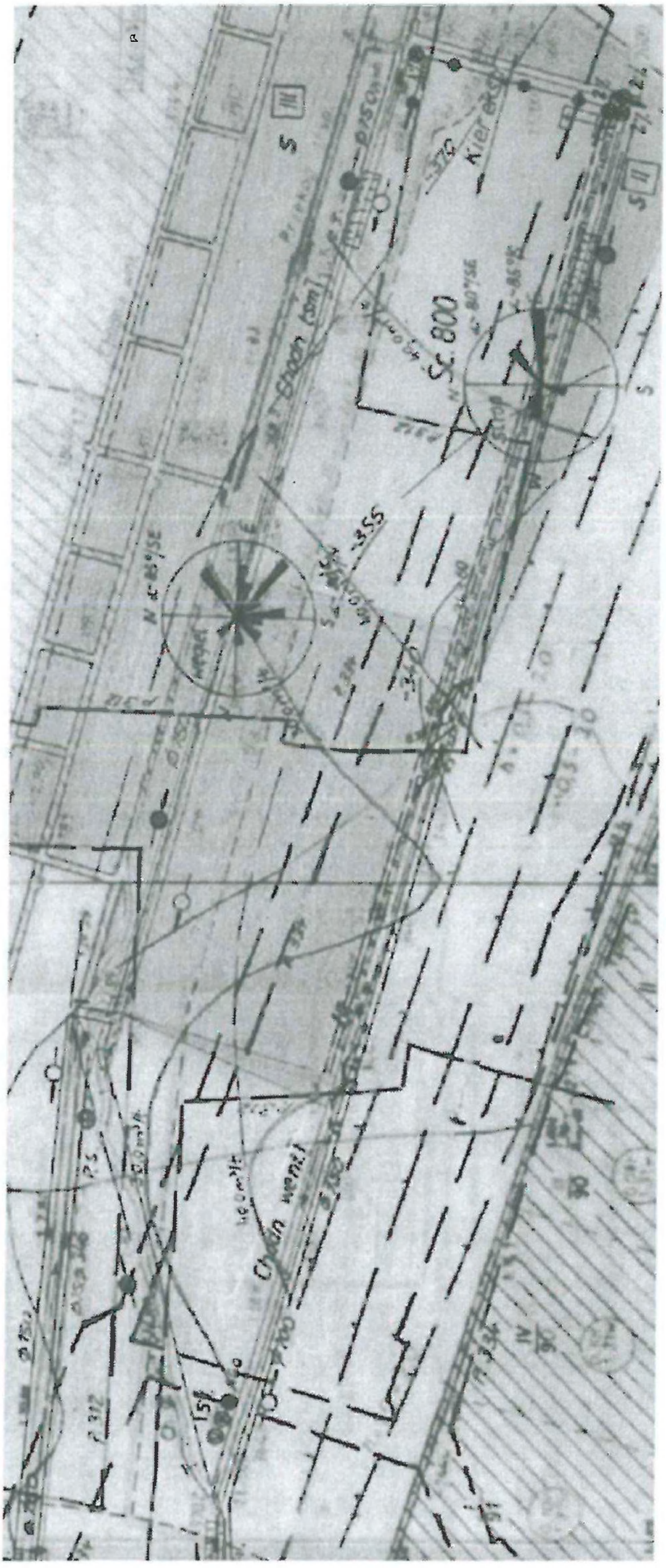
— kategoria zagrożenia metanowego — IV (metanonośność = 13,9 $m^3CH_4/Mg_{c.s.w.}$),
— klasa zagrożenia pyłowego — B (zawartość części lotnych = 34,0%),
— stopień zagrożenia wodnego — I,
— stopień zagrożenia tąpaniami — pokład nietąpiący,
— kategora zagrożenia wyrzutami metanu i skał — nieskłonny do wyrzutów metanu i skał,
— skłonność węgla do samozapalenia — V grupa (Sz^a = 122°C/min, A = 33 kJ/mol).

W stropie pokładu zalegają generalnie łupki ilaste (Rc = 30,4 MPa), łupki ilaste zapiaszczone (Rc = 60,0 MPa) i lokalnie piaskowce (Rc = 54,9 MPa). W odległości 6—8m nad pokładem 347 występuje pozabilansowy pokład 346 o grubości od 0,9—1,2 m. W spągu pokładu zalega warstwa łupków ilastych o grubości 2,2 m (Rc = 30 MPa), a dalej piaskowce o grubości 35—40 m i pozabilansowy pokład 349 o grubości 0,9 m (rys. 2).

W przedmiotowym rejonie prowadzona była eksploatacja wyżej zalegającego pokładu 334 o grubości około 1,6 m w odległości pionowej około 100—110 m, z pełnym zawałem stropu, po rozciągłości od granic. Krawędzie eksploatacyjne w/w pokładu zaznaczono na wycinku mapy wyrobisk górniczych (rys. 1).

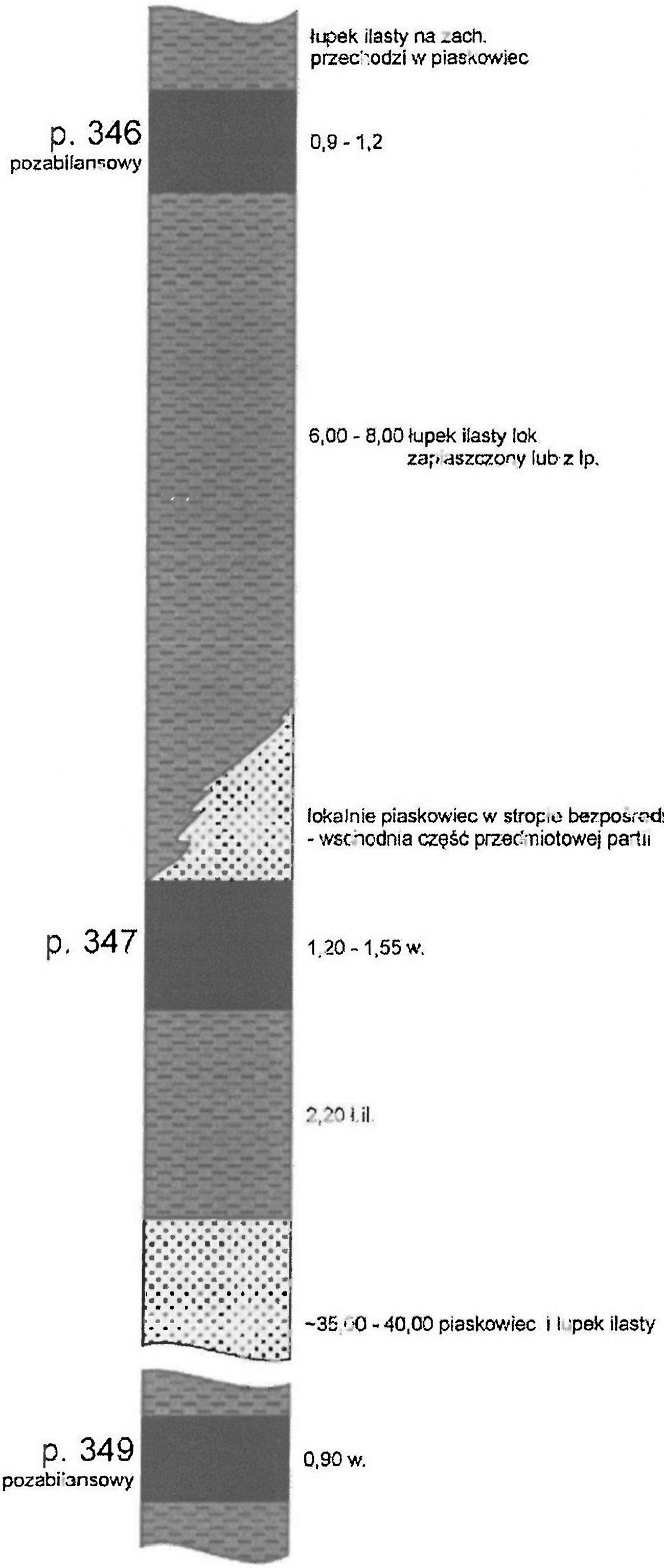
2.2. Sposób prowadzenia ściany

Ściana o długości około 165 m, średniej wysokości 1,45 m i wybiegu 750 m eksploatowana była na głębokości H = 600 m (–360 m n.p.m.) systemem podłużnym od granic z pełnym zawałem stropu w okresie od października 2000 r. do kwietnia 2001 r.



Rys. 1. Wycinek mapy pokładu 347

Fig. 1. Part of coal bed 347 map



Rys. 2. Profil skał stropu i spągu pokładu 347

Fig. 2. Structure section roof and floor layers of coal bed 347

Wyposażona była w 107 sekcji obudowy zmechanizowanej Glinik 066/16-POz, przenośnik ścianowy Rybnik — 255/754/BP/WB z bocznym wysypem, oraz kombajn ścianowy KGS-245 o średnicy organów urabiających f 1250 mm i zabiorze 0,63 m. Urabianie kombajnem calizny węglowej odbywało się jedno lub dwukierunkowo w zależności od występujących warunków górniczo-geologicznych.

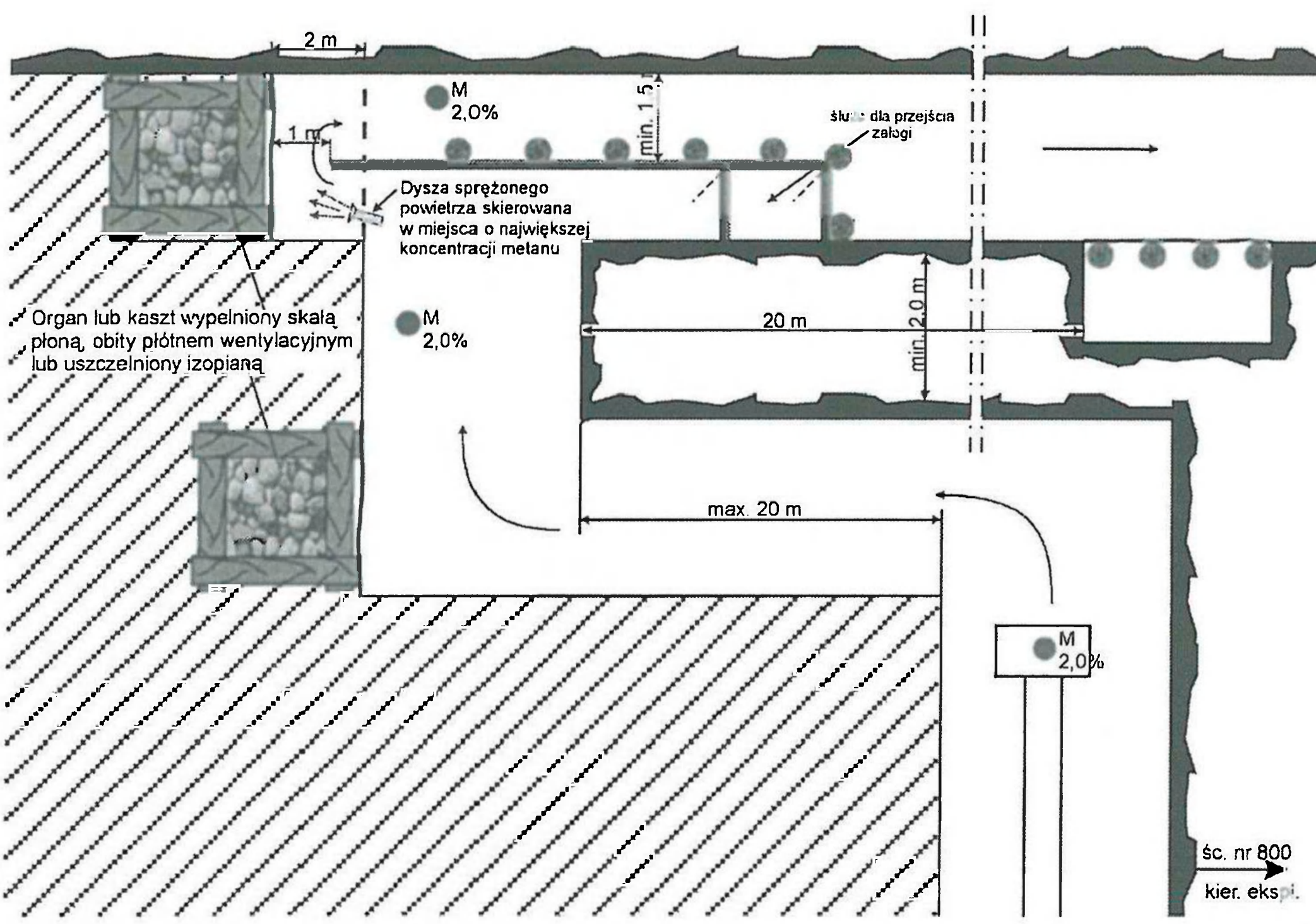
Przewietrzana była niezależnym prądem powietrza świeżego w ilości około 1600 m^3/min systemem na „U" z tzw. „obcinką wentylacyjną" tzn. powietrze ze ściany odprowadzane było wzdłuż zrobów na odcinku około 20 mb, a następnie poprzez „okno wentylacyjne" wyprowadzane było na chodnik wentylacyjny (rys. 3).

„Okna wentylacyjne" wykonywane były od strony chodnika wentylacyjnego przy pomocy robót strzałowych z minimalnym wyprzedzeniem około 60 m przed frontem ściany.

Chodnik wentylacyjny (nadścianowy) i tzw. wygrodzeniowy, likwidowane były okresowo tzn. co 20 mb postępu ściany po przepięciu wentylacji na nowe „okno wentylacyjne", natomiast chodnik taśmowy (podścianowy) co max. 6 mb.

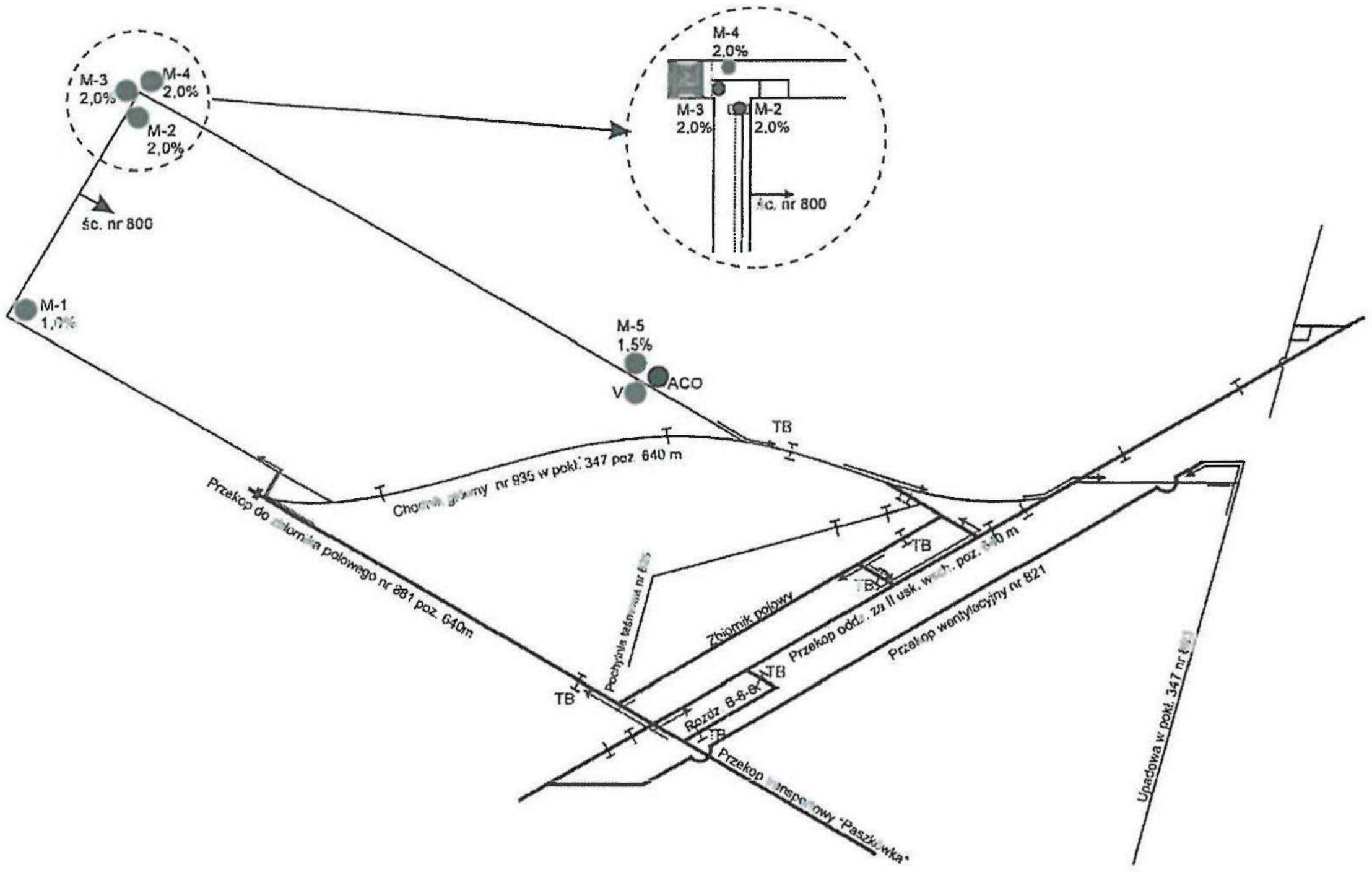
Ściana zabezpieczona była systemem monitoringu zagrożeń i kontroli parametrów produkcji VENTURON o pomiarze ciągłym, w oparciu o czujniki metanu, tlenku węgla, prędkości przepływu powietrza oraz różnicy ciśnień, zgodnie z kartą lokalizacji czujników kontroli parametrów bezpieczeństwa (rys. 4).

Taki sposób przewietrzania i zabezpieczenia ściany zdeterminowany został opracowaną przez Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego w Lędzinach prognozą metanowości



Rys. 3. Schemat przewietrzania ściany nr 800

Fig. 3. Ventilation longwall no 800 diagram



Rys. 4. Rozmieszczenie czujników kontroli parametrów bezpieczeństwa dla ściany nr 800

Fig. 4. Location of safety parameter sensing elements for wall no 800

dla przedmiotowej ściany, która dla wydobycia modułowego 500 Mg/d miała się wahać od 29,0 do 44,9 m^3CH_4/Mg. W związku z tym do wyrobiska winno się wydzielać od 15,1 do 23,3 m^3CH_4/min przy projektowanym wydobyciu 1 500 Mg/d. Ponieważ zgodnie z instrukcją nr 8 Głównego Instytutu Górnictwa określającą „Zasady przewietrzania wyrobisk górniczych w warunkach zagrożenia metanowego wraz z doborem urządzeń wentylacyjnych dla jego zwalczania" wyliczona wartość kryterialnej metanowości bezwzględnej (V_{kr}) dla ściany przewietrzanej bez doświeżania prądu powietrza wypływającego ze ściany wynosiła V_{kr} = 13,82 i była dużo mniejsza od prognozowanej metanowości bezwzględnej, w związku z tym należało tak zaprojektować odmetanowanie rejonu, aby jego efektywność była wystarczająca, do odpowiedniego obniżenia poziomu wydzielanego metanu do wyrobisk. Prognozowana struktura wydzielania się metanu do środowiska projektowanej ściany przedstawia się następująco:

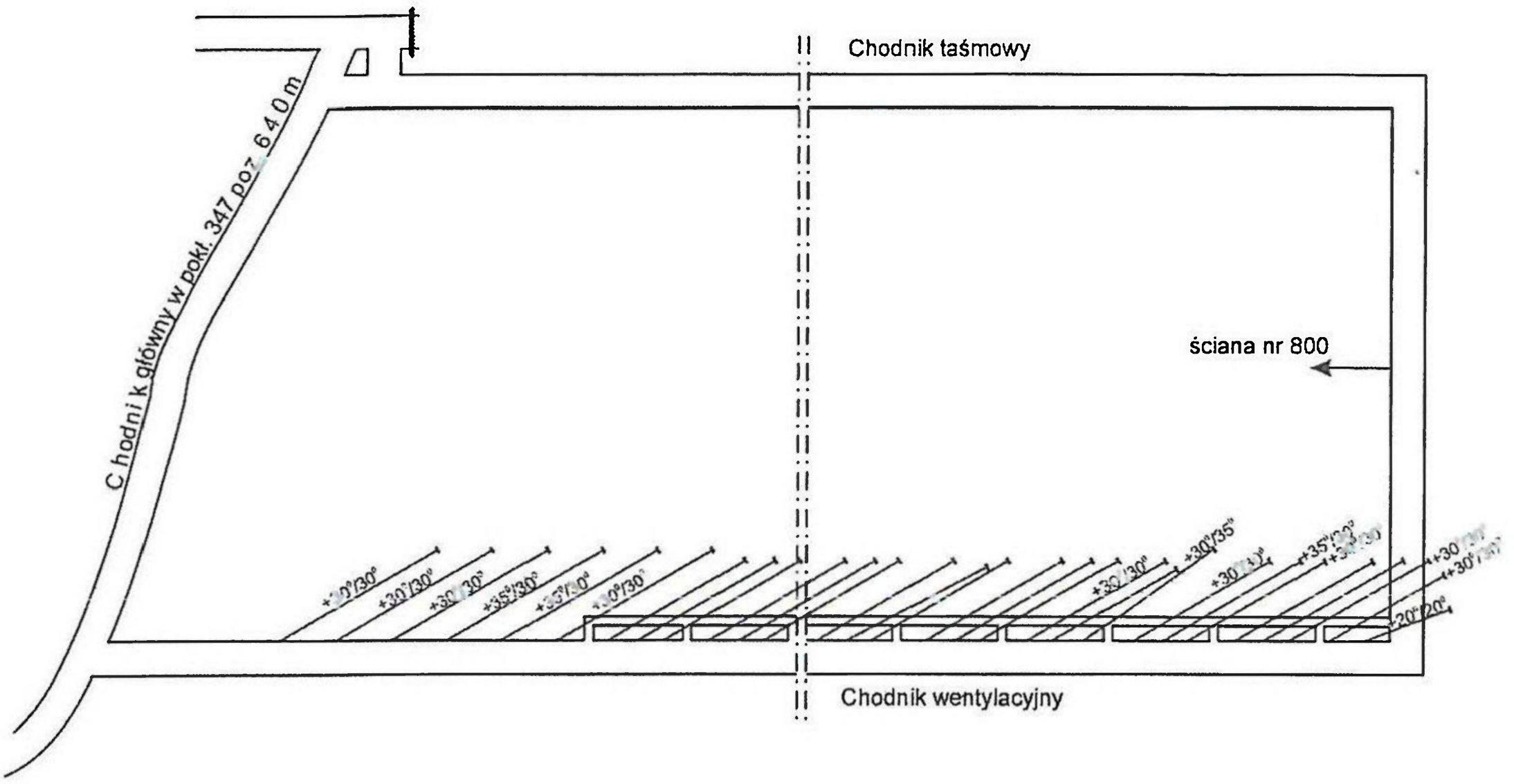
— z pokładu eksploatowanego — 22,0%,
— z warstw wyżej leżących — 59,0% ,
— z warstw niżej leżących — 19,0%.

Z wieloletniego naszego doświadczenia wynika, że odmetanowanie eksploatowanego pokładu jak również warstw niżej leżących jest w warunkach złoża KWK „Brzeszcze" trudne i mało efektywne, dlatego postanowiono tak zaprojektować roboty drenażowe, aby jak najwięcej metanu ująć z warstw wyżej leżących. W tym celu w „Projekcie technicznym odmetanowania ściany nr 800 w pokł. 347 wsch. II usk. poz. 640/512 m" określono, że odmetanowanie będzie prowadzone dwukierunkowo:

— z otworów wierconych z chodnika wentylacyjnego pomiędzy „oknami wentylacyjnymi",

— rurociągiem „traconym" w zawale chodnika wentylacyjnego, oraz zza korka izolującego zlikwidowany chodnik wentylacyjny.

Otwory drenażowe zaprojektowano o kątach wzniosu od +20° do +35°, kątach kierunkowych od 30° do 35°, długościach od 50 do 80 m i wzajemnej odległości od 4 do 7 m (rys. 5).



Rys. 5. Schemat rozmieszczenia otworów drenażowych ściany nr 800

Fig. 5. Draining bore-hole drill pattern for wall no 800

Ścianę uruchomiono 29 września 2000 r. i eksploatowano do 13 kwietnia 2001 r. uzyskując średniomiesięczne wydobycie od 1062 do 2637 Mg/d i efektywność odmetanowania od 32,52 do 46,61%. Osiągnięte wyniki zestawiono w tabeli 1.

Tabela 1. Zestawienie wyników górniczo-wentylacyjnych ściany nr 800

Table 1. Statement of mining and ventilation indicator for longwall no 800

Lp.	Okres eksploatacji [miesiące]	Wydobycie dobowe [Mg/dobę]	Metanowość prognozowana [m^3CH_4/min]	Metanowość całkowita [m^3CH_4/min]	Ilość powietrza w ścianie [m^3/min]	Wielkość odmetanowania średnia [m^3CH_4/min]	Metanowość wentylacyjna [m^3CH_4/min]	Efektywność odmetanowania [%]
1.	X 2000	1 062	14,0	13,1	990	5,0	8,1	38,17
2.	XI 2000	2 637	20,0	24,6	1 350	8,0	16,6	32,52
3.	XII 2000	2 159	25,0	27,0	1 620	9,5	17,5	35,18
4.	1 2001	2 307	25,0	23,6	1 540	11,0	12,6	46,61
5.	II 2001	1 868	22,0	19,7	1 590	9,0	10,7	45,68
6.	III 2001	1 728	18,0	22,6	1 650	10,0	12,6	44,25
7.	IV 2001	—	15,0	9,6	1 500	2,0	7,6	20,83

3. Eksploatacja ściany nr 119 w pokł. 352 zach. poz. 640/740 m

3.1. Opis warunków górniczo-geologicznych

Ściana nr 119 eksploatowana jest w partii zachodniej pomiędzy poziomami 640 a 740 m. Granice eksploatacji pola stanowią (rys. 6):

— od zachodu — przecinka ścianowa ściany nr 119,
— od wschodu — linia zatrzymania ściany nr 119,
— od południa — chodnik wentylacyjny II,
— od północy — chodnik taśmowy II.

Pokład 352 w przedmiotowym rejonie wykształcony jest regularnie w postaci jednej ławy węglowej o miąższości od 1,3 do 1,65 m. Rozciągłość pokładu przebiega generalnie wzdłuż linii wschód — zachód, a upad w kierunku północnym i wynosi od 8 do 10°. Stratygraficznie pokład 352 zaliczony jest do warstw orzeskich i charakteryzuje się następującymi parametrami jakościowymi:

— węgiel typu — 32,
— wartość opałowa — od 28 000 do 29 000 kJ/kg,
— zawartość popiołu — od 5 do 9%,
— zawartość siarki całkowitej — od 0,3 do 0,5 %,
— wskaźnik zwięzłości według Protodiakonowa — f = 0,89—1,03.

Ze względu na występujące zagrożenia pokład zaliczony jest do:

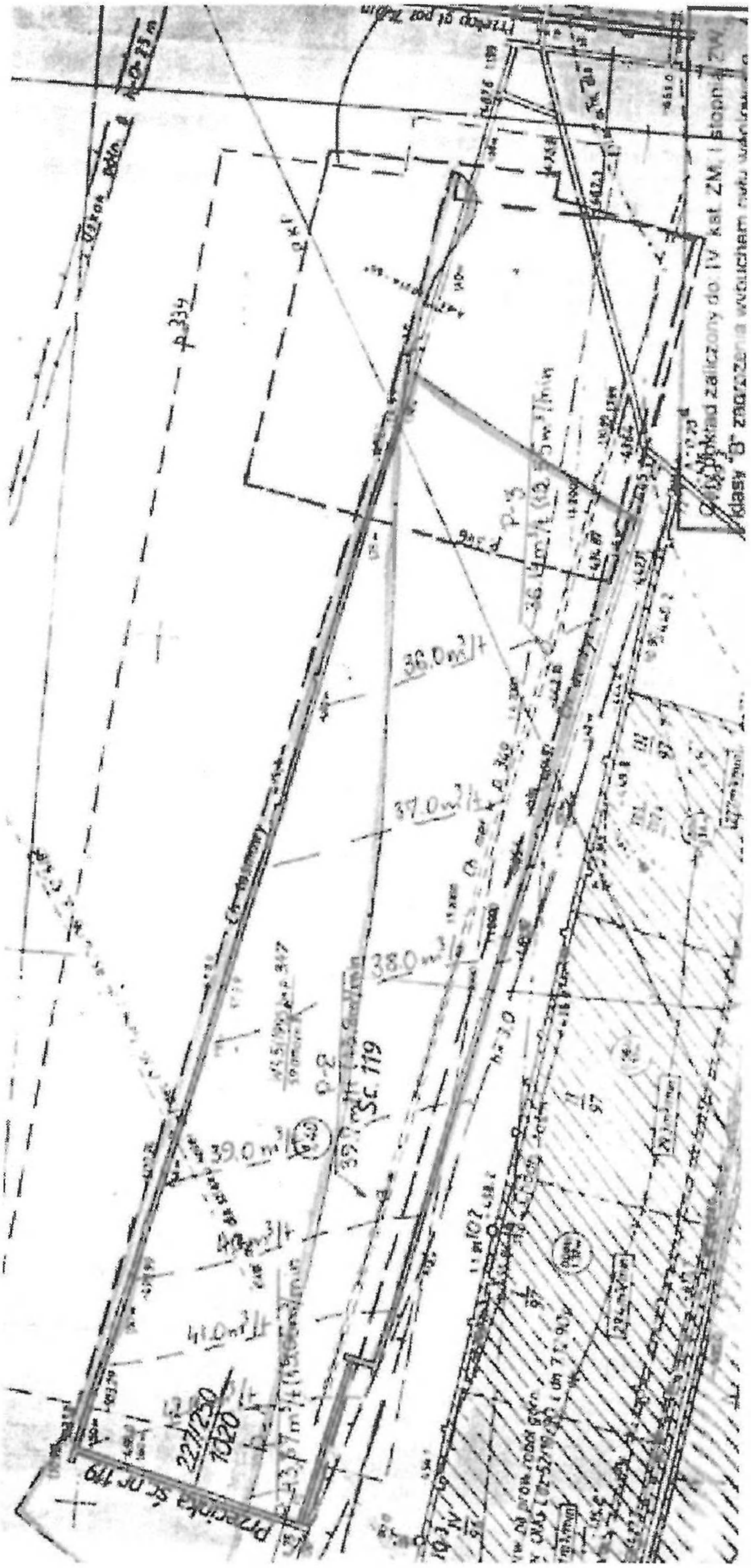
— kategoria zagrożenia metanowego — IV (metanonośność = 10,0 $m^3CH_4/Mg_{c.s.w}$),
— klasa zagrożenia pyłowego — B (zawartość części lotnych = 34,0%),
— stopień zagrożenia wodnego — I,
— stopień zagrożenia tąpaniami — pokład nietąpiący,
— kategoria zagrożenia wyrzutami metanu i skał — nieskłonny do wyrzutów metanu i skał,
— skłonność węgla do samozapalenia — V grupa (Sz^a = 139°C/min, A = 59 kJ/mol).

Bezpośrednio w stropie pokładu występuje warstwa słabozwięzłych łupków ilastych z warstewkami węgla skłonnych do opadów (ok. 0,10 do 0,30 m), a następnie łupki ilaste (Rc = 29,0 MPa). W stropie zasadniczym pokładu lokalnie stwierdzono występowanie piaskowców. W odległości 14 do 16 m powyżej pokładu 352 zalega pozabilansowy pokład 349 o grubości od 0,8 do 1,0 m, a nad nim około 20-to metrowa warstwa piaskowców. W spągu pokładu występują łupki ilaste (Rc = 24,8 MPa), a poniżej w odległości od 0,9 do 5,0 m zalega pozabilansowy pokład 353 wykształcony w postaci dwóch ław węglowych o grubości od 0,9 do 1,1 m i od 0,3 do 0,8 m. Powyższe warstwy przedzielone są przerostem łupku ilastego o grubości od 0,3 do 0,8 m (rys. 7).

W przedmiotowym rejonie prowadzona była eksploatacja wyżej zalegających pokładów 347, 346, 343 i 334 w odległości pionowej odpowiednio od 50 do 180 m. Krawędzie eksploatacyjne w/w pokładów zaznaczono na wycinku mapy wyrobisk górniczych (rys. 6).

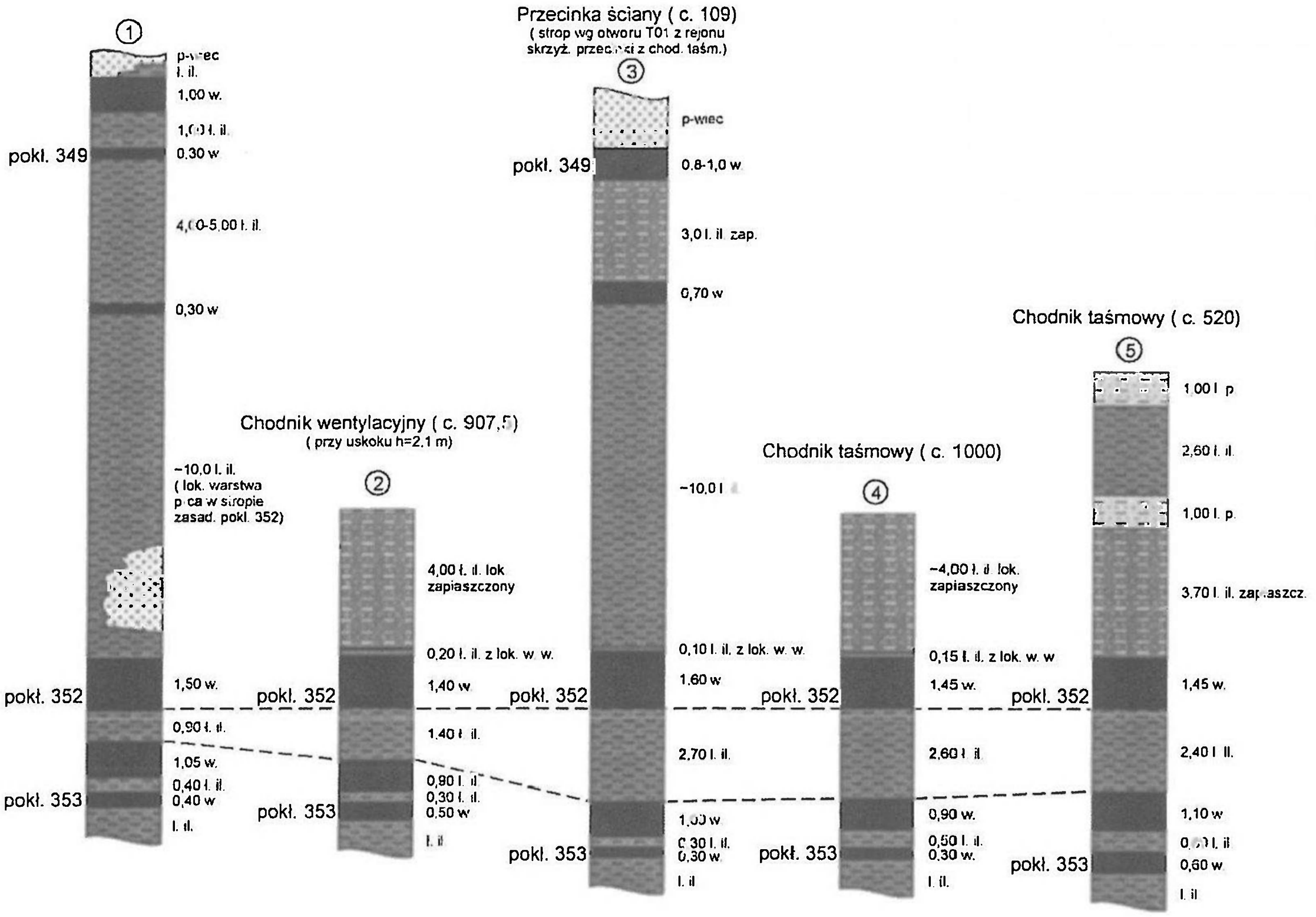
3.2. Sposób prowadzenia ściany

Ściana o długości 227/250 m, średniej wysokości 1,45 m i wybiegu około 1100 m eksploatowana jest na głębokości max. H = 723 (–483 m n.p.m.) systemem podłużnym od granic



Rys. 6. Wycinek mapy pokładu 352

Fig. 6. Part of coal bed 352 map



Rys. 7. Profile skał stropu i spągu pokładu 352

Fig. 7. Structure sections roof and floor layers of coal bed 352

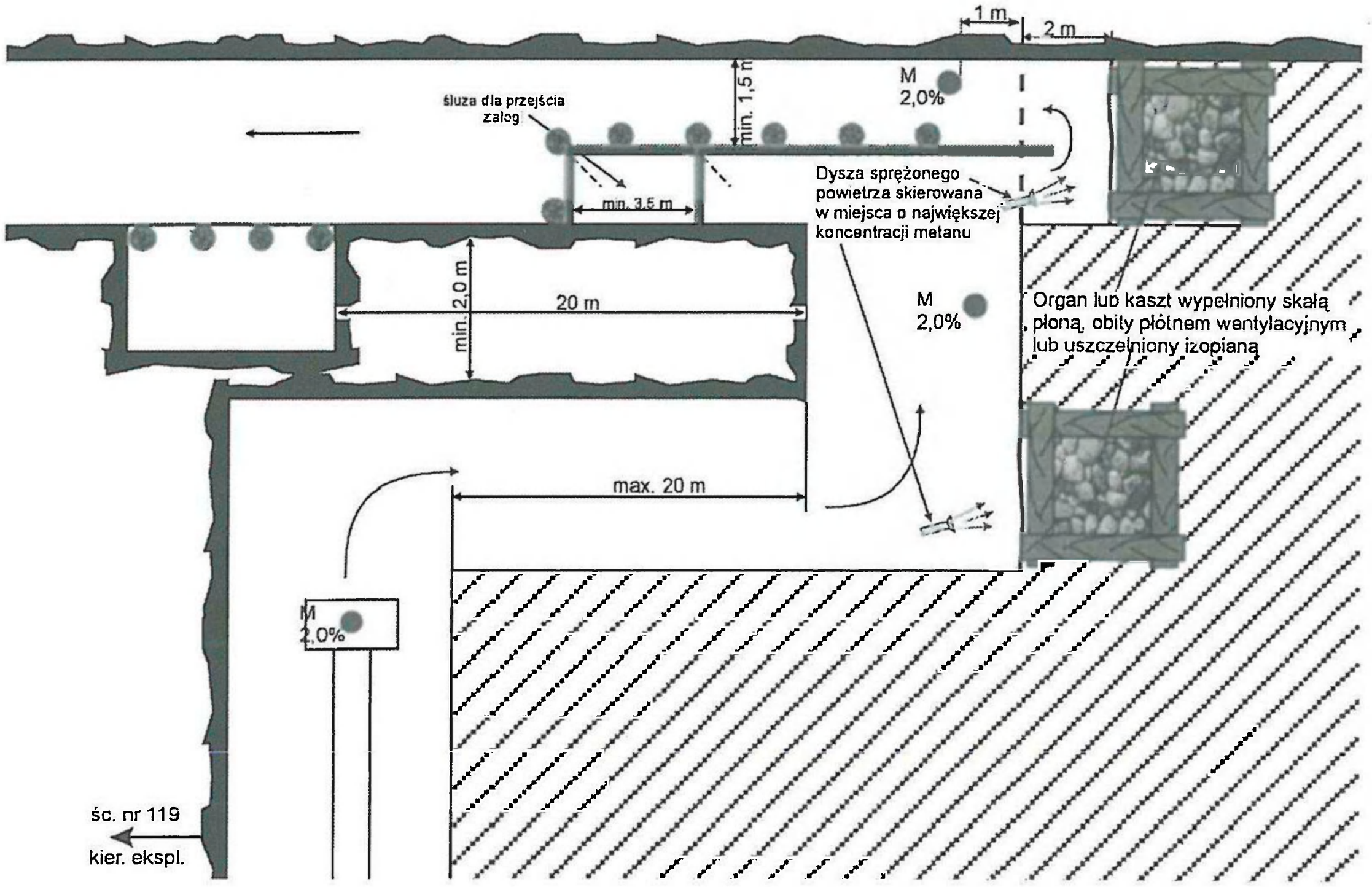
z pełnym zawałem stropu. Wyposażona jest aktualnie w 165 sekcji obudowy zmechanizowanej Glinik 066/16-POz, przenośnik ścianowy Rybnik 255/754/BP/WB z bocznym wysypem oraz kombajn ścianowy KGS 245/BP, o średnicy organów urabiających f 1250 mm i zabiorze 0,75 m. Urabianie kombajnem calizny węglowej odbywa się jedno — lub dwukierunkowo w zależności od występujących warunków górniczo-geologicznych.

Przewietrzana jest niezależnym prądem powietrza świeżego z poz. 740 m w ilości około 1600 m^3/min systemem na „U" z tzw. „obcinką wentylacyjną" tzn. powietrze ze ściany odprowadzane jest wzdłuż zrobów (do tyłu) na odcinku około 20 mb, a następnie poprzez „okno wentylacyjne" wyprowadzane jest na chodnik wentylacyjny (rys. 8).

„Okna wentylacyjne" wykonywane są od strony chodnika wentylacyjnego przy pomocy robót strzałowych z minimalnym wyprzedzeniem około 60 m przed frontem ściany.

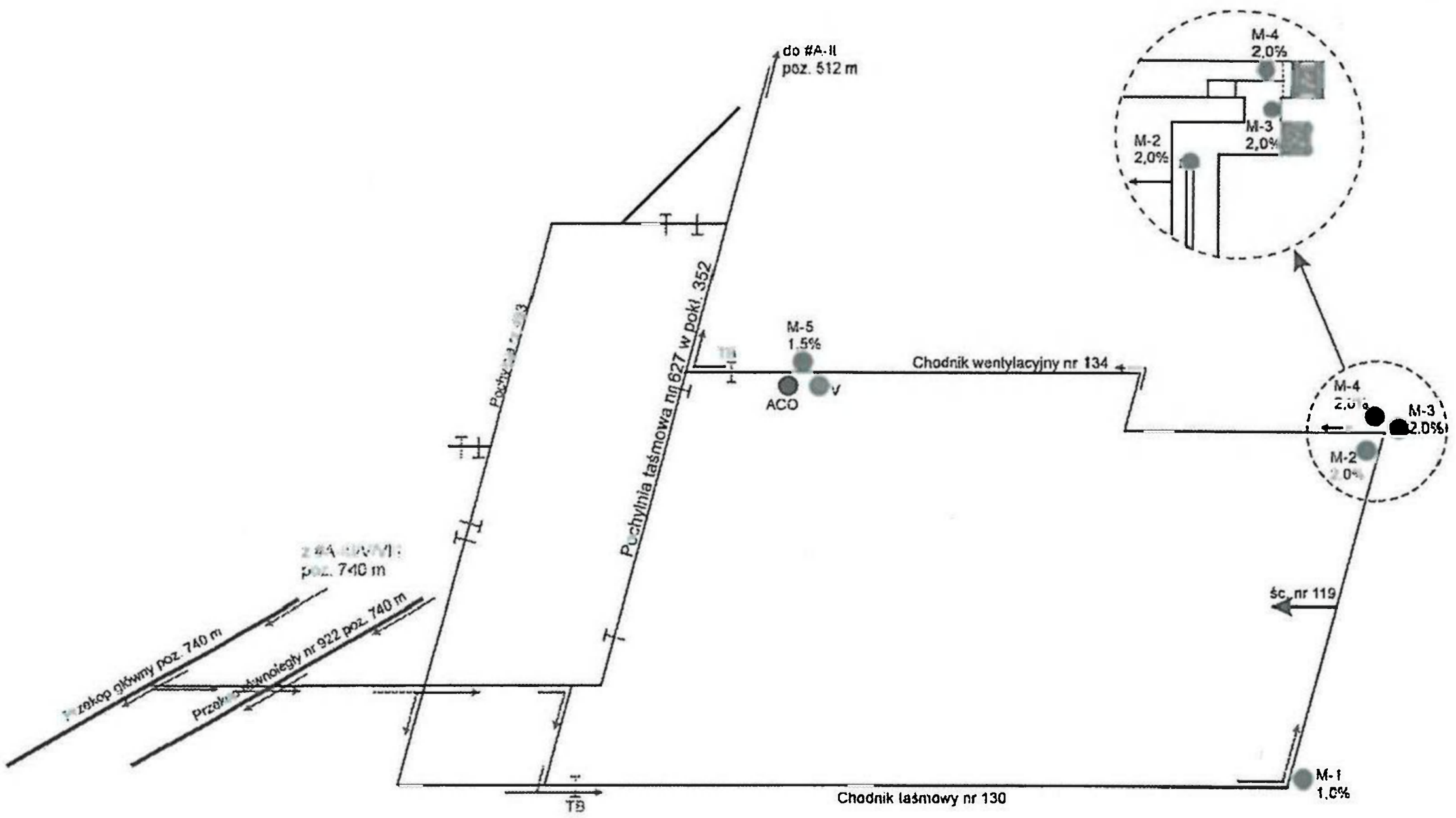
Chodnik wentylacyjny (nadścianowy) i tzw. wygrodzeniowy likwidowane są okresowo tzn. co 20 mb postępu ściany po przepięciu wentylacji na nowe „okno wentylacyjne", natomiast chodnik taśmowy (podścianowy) co max. 6 mb.

Ściana zabezpieczona jest systemem monitoringu zagrożeń i kontroli parametrów produkcji VENTURON o pomiarze ciągłym, w oparciu o czujniki metanu, tlenku węgla, prędkości przepływu powietrza oraz różnicy ciśnień zgodnie z kartą lokalizacji czujników kontroli parametrów bezpieczeństwa (rys. 9).



Rys. 8. Schemat przewietrzania ściany nr 119

Fig. 8. Ventilation longwall no 119 diagram



Rys. 9. Rozmieszczenie czujników kontroli parametrów bezpieczeństwa dla ściany nr 119

Fig. 9. Location of safety parameter sensing elements for wall no 119

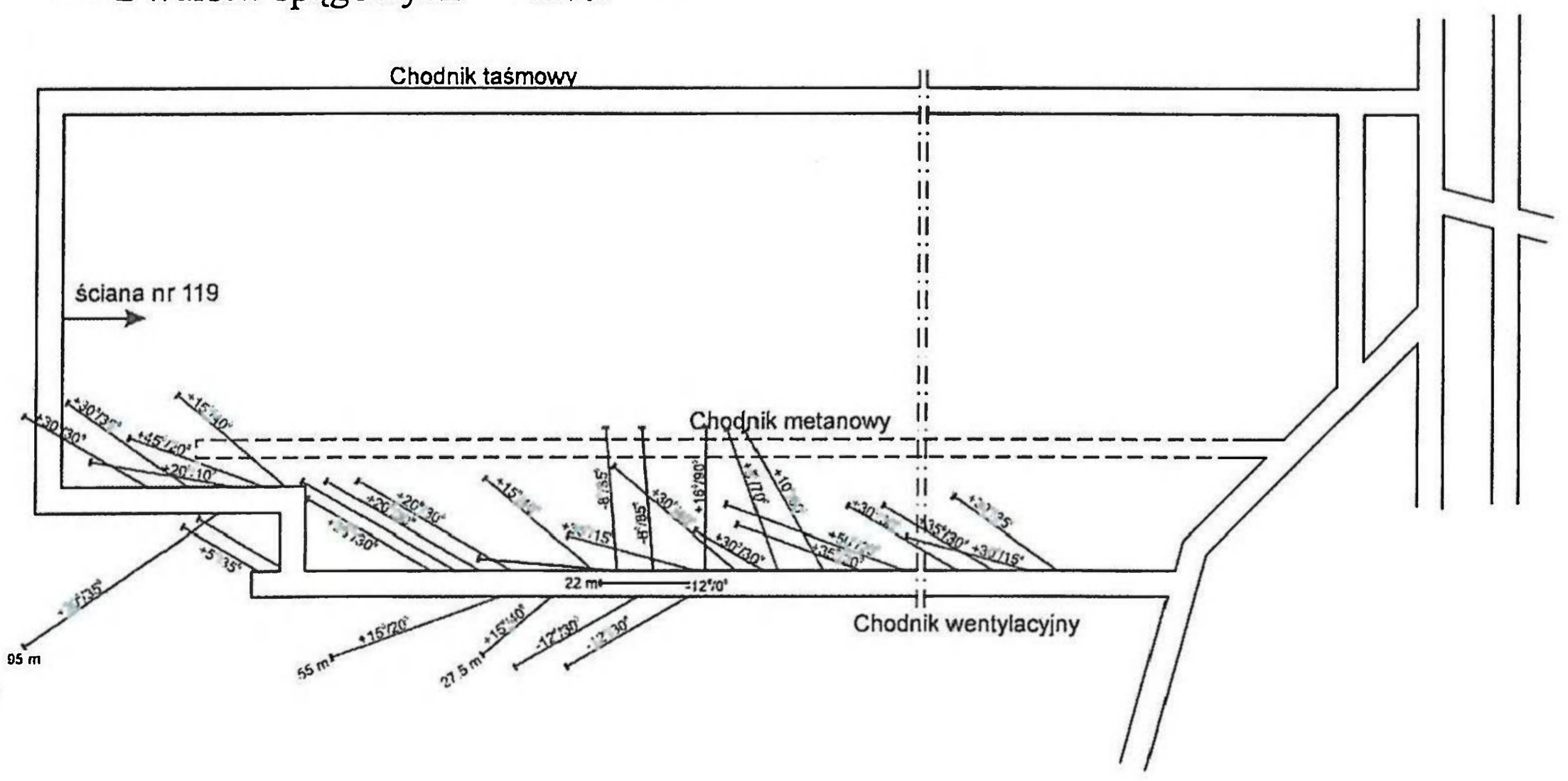
Dla przedmiotowej ściany Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego w Lędzinach opracowała prognozę metanowości, która dla wydobycia modułowego 500 Mg/d miała się wahać od 36,1 do 43,3 m^3CH_4/Mg. W związku z tym do środowiska ściany winno się wydzielać od 25,69 do 30,82 m^3CH_4/min przy projektowanym wydobyciu 2 500 Mg/d. Ponieważ zgodnie z instrukcją nr 8 Głównego Instytutu Górnictwa określającą „Zasady przewietrzania wyrobisk górniczych w warunkach zagrożenia metanowego wraz z doborem urządzeń wentylacyjnych dla jego zwalczania" wyliczona wartość kryterialnej metanowości bezwzględnej (V_{kr}) dla ściany przewietrzanej bez doświeżania prądu powietrza wypływającego ze ściany wynosiła V_{kr} = 13,82 i była dużo mniejsza od prognozowanej metanowości bezwzględnej, w związku z tym korzystając z instrukcji o której mowa powyżej wyliczono niezbędną efektywność odmetanowania (E_u) przy uzyskaniu której w czasie eksploatacji ścian zapewnione zostaną optymalne warunki bezpieczeństwa.

Wielkość powyższa dla skrajnego warunku wyniosła E_u = 55,15%. Uzyskanie tak wysokiej efektywności odmetanowania metodami tradycyjnymi w warunkach złoża KWK „Brzeszcze" nie jest możliwe. W związku z tym podjęto decyzję o wykonaniu w pokładzie pozabilansowym (pokł. 349) nadległym chodnika drenażowego na całym wybiegu ściany. Chodnik powyższy zlokalizowany jest około 36 mb na północ od chodnika wentylacyjnego II w odległości pionowej od 14 do 16 m. Zaprojektowano również roboty drenażowe (odmetanowania) otworami wierconymi z chodnika wentylacyjnego pomiędzy „oknami wentylacyjnymi" oraz rurociągiem „traconym" w zawale, oraz zza korka izolującego zlikwidowany chodnik wentylacyjny.

Otwory drenażowe zaprojektowano o kątach wzniosu od –12° do +55°, kątach kierunkowych od 40° (W) do 90°, długościach od 22 do 100m i wzajemnej odległości od 5 do 15 m (rys. 10).

Projekt odmetanowania rejonu uwzględniał również wykonanie otworów spągowych, ponieważ prognozowana struktura wydzielania się metanu do środowiska projektowanej ściany przedstawiała się następująco:

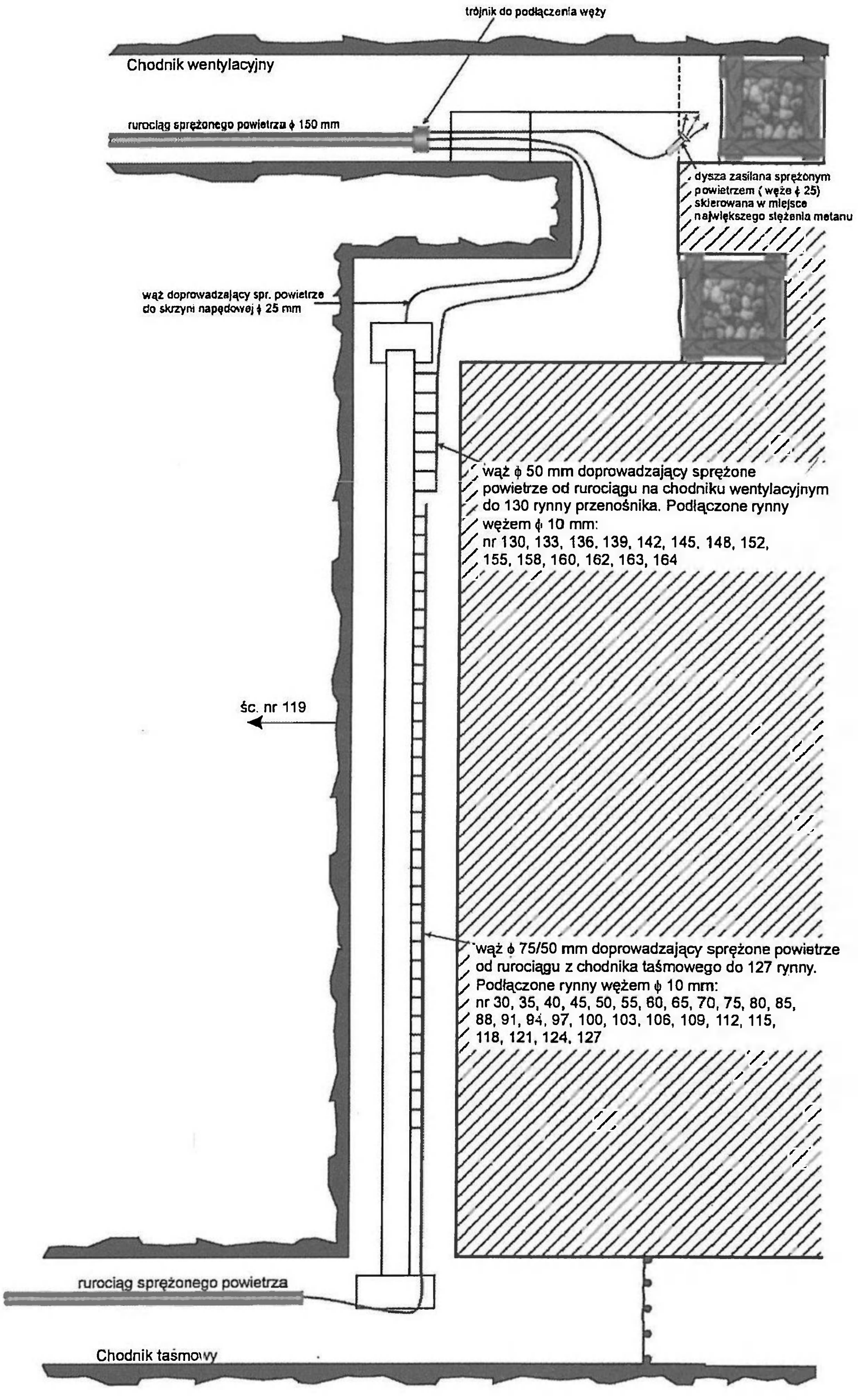
— z pokładu eksploatowanego — 30%,
— z warstw nadległych — 25%,
— z warstw spągowych — 45%.



Rys. 10. Schemat rozmieszczenia otworów drenażowych ściany nr 119

Fig. 10. Draining bore-hole drill pattern for wall no 119

Ponadto w celu niedopuszczenia do gromadzenia się w czasie eksploatacji metanu w rynnach (przęsłach) przenośnika ścianowego powyżej wartości dopuszczalnych, zaprojektowano do ich dolnych części nadmuchy sprężonego powietrza w ilości 40 szt. wraz z rurociągami zasilającymi (rys. 11).



Rys. 11. Schemat rozmieszczenia nadmuchów do rynien przenośnika ścianowego w ścianie nr 119

Fig. 11. Location of blow-in into conveyor trough longwall conveyor (longwall no 119)

Ścianę uruchomiono 10 maja 2001 r. uzyskując średniomiesięczne dobowe wydobycie od 1338 do 3383 Mg/d i efektywność odmetanowania od 38,3 do 61,4%. Osiągnięte wyniki zestawiono w tabeli 2.

Tabela 2. Zestawienie wyników górniczo-wentylacyjnych ściany nr 119

Table 2. Statement of mining and ventilation indicator for longwall no 119

Lp.	Okres eksploatacji [miesiące]	Wydobycie dobowe [Mg/dobę]	Metanowość prognozowana [m^3CH_4/min]	Metanowość całkowita [m^3CH_4/min]	Ilość powietrza w ścianie [m^3/min]	Wielkość odmetanowania średnia [m^3CH_4/min]	Metanowość wentylacyjna [m^3CH_4/min]	Efektywność odmetanowania [%]
1.	V 2001	1 338	22,0	28,7	1 370	11,0	17,7	38,3
2.	VI 2001	1 841	34,0	42,4	1 400	21,5	20,9	50,7
3.	VII 2001	2 876	48,0	48,0	1 420	25,0	23,0	52,1
4.	VIII 2001	3 310	53,0	52,4	1 500	28,8	23,6	54,9
5.	IX 2001	3 383	53,0	61,9	1 500	38,0	23,9	61,4
6.	X 2001	2 982	56,0	63,9	1 620	38,5	25,4	60,3

4. Wnioski końcowe

1. Poprawne wykonanie prognozy metanowości wyrobiska wybierkowego (ściany) pozwala na określenie rzeczywistej wielkości wydobycia dla określonych parametrów sieci wentylacyjnej rejonu, oraz niezbędnej wielkości i sposobu odmetanowania środowiska ściany, w celu zapewnienia podjęcia racjonalnych decyzji co do profilaktyki metanowej i tolerowalnego poziomu bezpieczeństwa.

2. Określenie w prognozie metanowości wyrobiska wybierkowego (ściany) struktury wydzielania metanu pozwala na optymalne dobranie wyposażenia ściany celem dostosowanie profilaktyki metanowej do występującego zagrożenia.

3. Czynnikiem determinującym wielkość wydobycia z silnie metanowych pokładów cienkich są bez wątpienia parametry sieci wentylacyjnej rejonu, ograniczające możliwą do doprowadzenia do wyrobiska wybierkowego (ściany) ilość powietrza.

4. Drenaż środowiska ściany, oraz sieć odmetanowania należy tak zaprojektować, aby była w stanie ująć i odprowadzić tę część wydzielającego się metanu, niemożliwą do opanowania metodami wentylacyjnymi.

5. Przy odpowiednio (optymalnie) zaprojektowanych i dobranych środkach technicznych w warunkach bardzo dużego zagrożenia metanowego można osiągnąć zadowalające wyniki produkcyjne w eksploatacji pokładów cienkich przy zachowaniu tolerowanego poziomu bezpieczeństwa.

Literatura

Cybulski W., Myszor H.: *Próba określenia ogólnej zależności wydzielania metanu od wielkości wydobycia*. Archiwum Górnictwa 1974 cz.2.

Frycz A., Kozłowski B.: *Przewietrzanie kopalni metanowych*. Wydawnictwo „Śląsk", Katowice 1979.

Grębski Z., Kozłowski B.: *Odmetanowanie górotworu w kopalniach*. Wydawnictwo „Śląsk", Katowice 1982.

Kozłowski B.: *Prognozowanie zagrożeń gazowych w kopalniach głębinowych*. GIG Katowice 2000.

Krauze E., Łukowicz K., Gruszka A.: *Zasady przewietrzania wyrobisk górniczych w warunkach zagrożenia metanowego wraz z doborem urządzeń wentylacyjnych dla jego zwalczania*. GIG, Instrukcja nr 8, Katowice 2000.

Myszor H.: *Możliwości intensyfikacji wydobycia ze ścian z uwagi na zagrożenie metanowe*. Prace GIG seria dodatkowa, 1976.

Struzik A.: *Prognozowanie metanowości wyrobisk eksploatacyjnych na podstawie ciśnienia złożowego metanu*. Przegląd Górniczy nr 12, 1975.

Prognoza ruchowa metanowości ściany nr 119 w pokł. 352 w KWK „Brzeszcze". CBiDGP Lędziny, 2001.

Prognoza ruchowa metanowości ściany nr 800 w pokł. 347 w KWK „Brzeszcze". CBiDGP Lędziny, 2001.

Projekt techniczny robót wiertniczych prowadzonych w rejonie ściany nr 119 w pokł. 352 zach. poz. 640/740 m. KWK „Brzeszcze", Brzeszcze 2001.

Projekt techniczny robót wiertniczych prowadzonych w rejonie ściany nr 800 w pokł. 347 wsch. II usk. poz. 512/640 m. KWK „Brzeszcze", Brzeszcze 2000.

Projekt techniczny wraz z technologią eksploatacji ściany nr 119 w pokł. 352 zach. poz. 640/740 m. KWK „Brzeszcze", Brzeszcze 2001.

Projekt techniczny wraz z technologią eksploatacji ściany nr 800 w pokł. 347 wsch. II usk. poz. 512/640 m. KWK „Brzeszcze", Brzeszcze 2000.

Exploitation of high methane thin coal bed in NSW S.A. KWK "Brzeszcze" — practical experiences

Abstract

Methane is one of the most dangerous gas so exploitation of high methane coal beds causes some danger especially in case of thin coal beds.

There are two examples of long wall exploitation:

— Long wall no. 800, coal bed 347, level 512/640 m, methane content — 13,9 m^3 CH_4/Mg_{PCS}.

— Long wall no. 119, coal bed 352, level 640/740 m, methane content — 10,0 m^3 CH_4/Mg_{PCS}.

In case of very high methane danger using adequate designed technical means very good production results can be achieved but full level safety parameters must be obeyed.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1171—1182

Henryk MUZYKA
Dariusz MRÓZ
Mariusz SZANIAWSKI
KGHM Polska Miedź SA O/ZG Polkowice-Sieroszowice
Kaźmierzów, 59-101 Polkowice

Technologia wybierania cienkiego złoża rud miedzi w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" z lokowaniem kamienia w pustkach poeksploatacyjnych w aspekcie ochrony powierzchni przed szkodami górniczymi

Słowa kluczowe

Eksploatacja rudy miedzi – lokowanie kamienia – niska furta – ochrona środowiska – szkody górnicze

Streszczenie

W artykule przedstawiono sposoby wybierania złoża rud miedzi o miąższości poniżej 2 m stosowane w kopalni „Polkowice-Sieroszowice". W metodzie selektywnego urabiania cienkiego złoża przybierane są znaczne ilości skały płonnej. Oddzielany od rudy bilansowej kamień lokowany jest w pustkach poeksploatacyjnych. Przedstawiono wpływ lokowania kamienia na aktywność sejsmiczną górotworu oraz zmniejszanie deformacji powierzchni terenu nad polami eksploatacyjnymi.

1. Warunki geologiczne

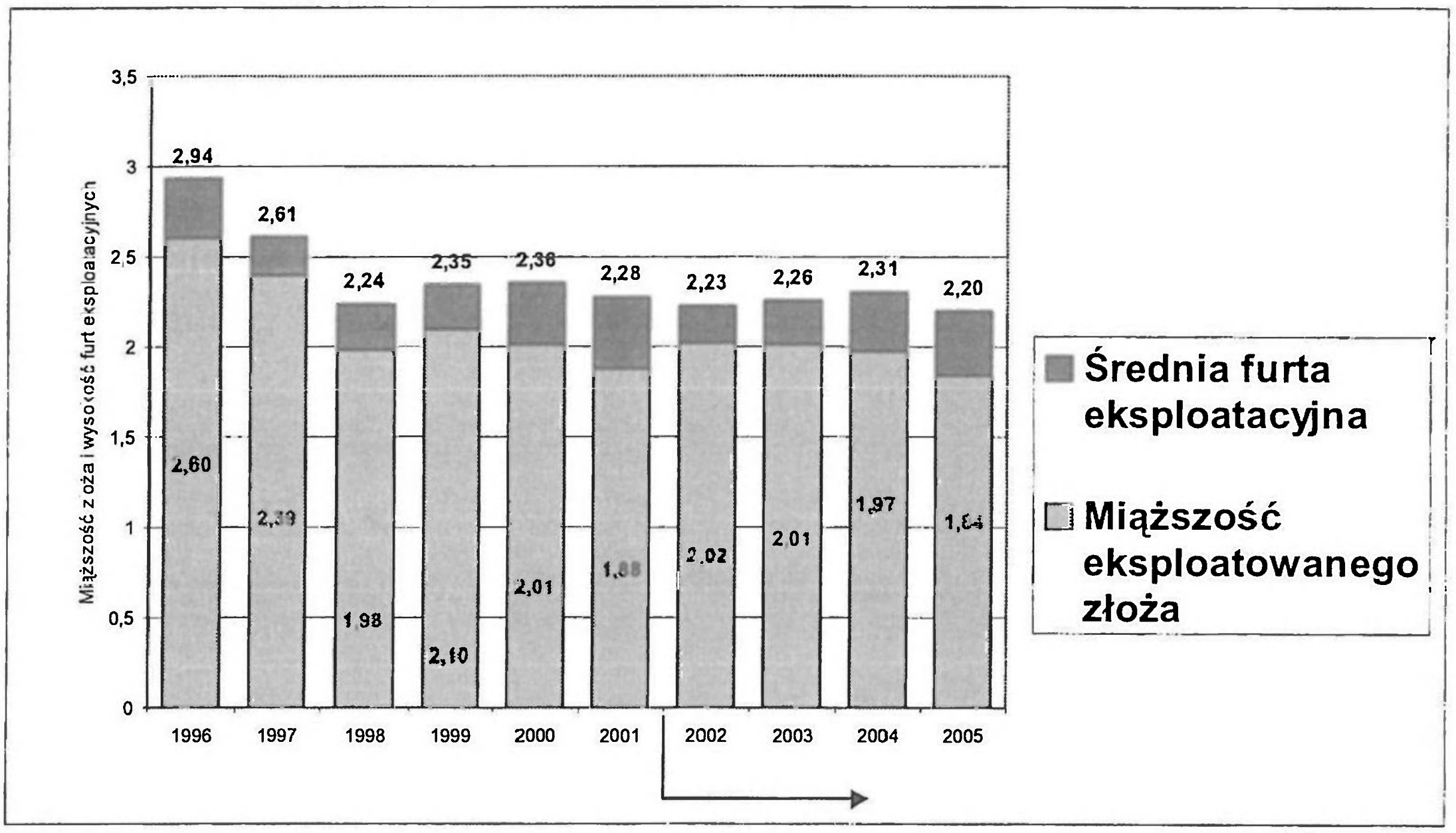
Oddział KGHM Polska Miedź SA Zakłady Górnicze „Polkowice-Sieroszowice" prowadzi wydobycie w 3 obszarach górniczych: „Polkowice II", „Sieroszowice I" i „Radwanice-Wschód". Złoże rudy miedzi posiada formę nieregularnego pokładu. Występuje w dolnej części cechsztynu, obejmując poziomy: wapienia podstawowego, łupka miedzionośnego, dolomitu granicznego oraz biały piaskowiec, będący najmłodszym poziomem czerwonego spągowca. Złoże posiada generalną rozciągłość NW-SE, zapada na N-E pod kątem od 3° do 6° i zalega na głębokości od 600 do 1200 m. Strefy płonne mają nieregularne granice, przejścia od skały płonnej do złoża bilansowego są gwałtowne

W zasobach złoża bilansowego kopalni procentowy udział powierzchni zasobów o miąższości poniżej 2 m na poszczególnych obszarach górniczych przedstawia się następująco:

— Obszar Górniczy „Polkowice II" — 31,9%% (do 1,5 m — 12,79%)
— Obszar Górniczy „Sieroszowice I" — 65,0% (do 1,5 m — 37,2%)
— Obszar Górniczy „Radwanice" — 8,51% (do 1,5 m — 0%)

Jak wynika z powyższych zestawień, problem cienkiego złoża dotyczy przede wszystkim dwóch obszarów górniczych, w których wydobycie prowadzone jest przez O/ZG „Polkowice--Sieroszowice".

W kopalni od pewnego czasu zmniejsza się średnia miąższość złoża bilansowego (rys. 1), co powoduje konieczność obniżania furty eksploatacyjnej.



Rys. 1. Zestawienie średnich miąższości eksploatowanego złoża i furt eksploatacyjnych w kopalni „Polkowice-Sieroszowice" w latach 1996—2000 i prognoza do 2005 r.

Fig. 1. Statement of the average deposit thickness and excavation seams in Polkowice-Sieroszowice Mine in the years 1996—2000 and forecast until the year 2005

2. Sposoby wybierania cienkiego złoża w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice"

2.1. Niskie maszyny

W kopalniach LGOM stosuje się urabianie złoża rudy miedzi materiałami wybuchowymi. Do wybierania i odstawy urobku z przodków wykorzystywane są maszyny oponowe z napędem spalinowym. Maszyny wprowadzone przed laty do stosowania były podobne we wszystkich kopalniach LGOM. Były to maszyny wysokie, tzn. umożliwiały wybieranie złoża furtą eksploatacyjną o wysokości ponad 3 m. Jeśli wielkość furty eksploatacyjnej przekracza miąższość złoża bilansowego rośnie zubożenie rudy. W związku z wyczerpywaniem się grubego złoża podjęto poszukiwania metod minimalizacji zubożenia rudy miedzi. Podstawowym sposobem

osiągnięcia tego celu jest obniżanie furty eksploatacyjnej. Wymaga on jednak zmian w wyposażeniu w maszyny wykorzystywane do wydobywania rudy. Początkowo stanowiło to ogromny problem, gdyż niezbędne niskie maszyny nie były nigdzie produkowane. W ciągu ostatnich lat znaleziono producentów maszyn, którzy dostosowali swoje oferty do zapotrzebowania kopalni „Polkowice-Sieroszowice". W chwili obecnej jedynie oddziały eksploatacyjne w jednym rejonie obszaru górniczego „Polkowice II" są wyposażone w maszyny „wysokie" i prowadzą eksploatację furtą około 3 metrów. Obniżanie wysokości maszyn nie da się jednak prowadzić w nieskończoność, ale nie jest to też jedyna, możliwa do zastosowania metoda wybierania cienkiego złoża.

2.2. Eksploatacja selektywna

Zastosowanie nowych generacji maszyn o wysokości umożliwiającej wybieranie rudy miedzi furtą eksploatacyjną o wysokości około 2 metrów nie rozwiązuje całkowicie problemu eksploatacji cienkiego złoża. Jeśli grubość pokładu rudy miedzi jest niższa, to wybieranie go pełną furtą nie pozwala na minimalizację zubożenia. W takich przypadkach stosowana jest eksploatacja selektywna. Polega ona na urabianiu jednego zabioru w dwu etapach. W jednym urabia się i wybiera z przodka rudę, w drugim skałę płonną. Istnieje wiele odmian technologicznych tego rozwiązania.

Pierwsze próby takiej eksploatacji przeprowadzone były na oddziale G-24 w kopalni „Sieroszowice" ponad 15 lat temu. Przez lata doskonalono stosowane metryki strzałowe, opracowywano nowe warianty wybierania dostosowane do różnych warunków złożowych. Opracowana została „Technologia selektywnego urabiania złoża", która stanowi załącznik do projektów technicznych oddziałów eksploatacyjnych. Pozwala ona na wybieranie cienkiego złoża takimi maszynami jakimi oddział aktualnie dysponuje. W chwili obecnej w większości oddziałów eksploatacyjnych w różnym stopniu zachodzi potrzeba prowadzenia selektywnej eksploatacji — od kilku przodków do całego frontu.

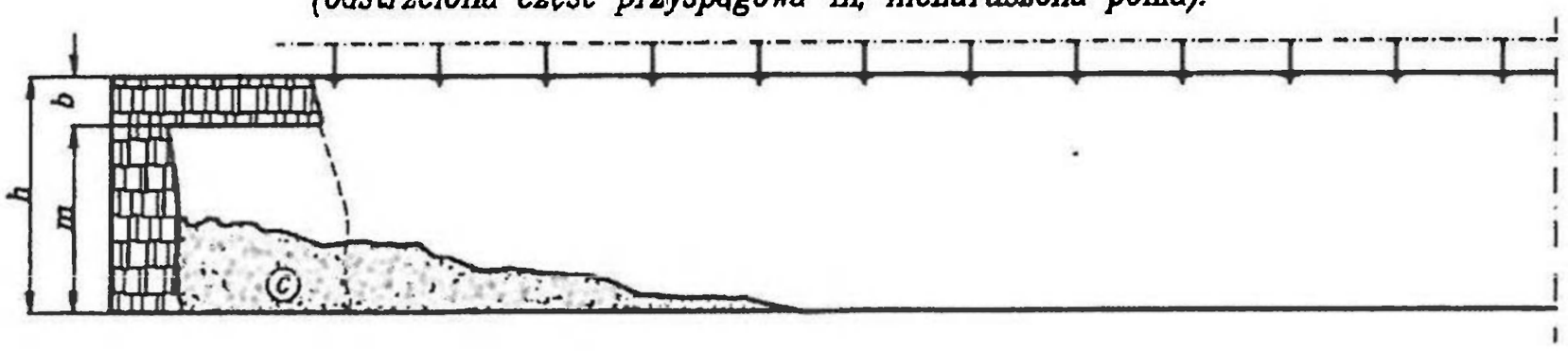
Opisane rozwiązania technologiczne charakteryzują znaczne koszty. Obniżają one niewątpliwie zubożenie, ale wymagają utrzymania bardzo silnego reżimu produkcyjnego. Konieczne jest pełne zaangażowanie służb geologicznych i dozoru oddziału górniczego. Bardzo wiele zależy też od świadomości samych pracowników zatrudnianych w przodkach, od ich umiejętności odróżnienia wartościowego urobku od skały płonnej.

Skutkiem stosowania metod selektywnej eksploatacji jest urabianie znacznych ilości kamienia. Kamień ten oddzielany w procesie prowadzenia strzałowych robót urabiających jest następnie transportowany do miejsca zlokowania. Jeśli metody selektywnego wybierania stosowane są na oddziale eksploatacyjnym kamień jest lokowany w oddziałowych pustkach poeksploatacyjnych, czyli stosunkowo blisko. Jednak w przypadku, gdy takie metody urabiania stosowane są przy drążeniu przodków wyrobisk przygotowawczych, konieczny jest transport kamienia na bardzo znaczne odległości. Poszukuje się możliwych do zapełnienia pustek poeksploatacyjnych. Nie zawsze można je znaleźć w oddziale najbliżej położonym od miejsca gdzie kamień został urobiony. Jeśli oddział ma nadmiar własnego kamienia, na potrzeby przetransportowania kamienia należy przygotować i utrzymywać drogi i środki transportu. Wymaga to znacznych nakładów. W kilku przypadkach trzeba było wybudować specjalne przenośniki taśmowe z rejonów gdzie urabiano kamień do frontu eksploatacyjnego gdzie można

było ten kamień ulokować. Po raz pierwszy takie rozwiązanie zastosowano jeszcze w latach osiemdziesiątych budując dwa przenośniki taśmowe tylko i wyłącznie służące do przesyłania kamienia pochodzącego z drążenia podszybia szybu SW-1 w zroby oddziału eksploatacyjnego G-24, który był drugim uruchomionym oddziałem w kopalni „Sieroszowice". Transportowano wtedy kamień na odległość około 2500 m. Przy dużej ilości oddziałów eksploatacyjnych, na ogół jest możliwe znalezienie miejsca pod lokowanie kamienia i wybrania takiej drogi, która nie powoduje konieczności ponoszenia nakładów na budowę całej nowej struktury odstawy.

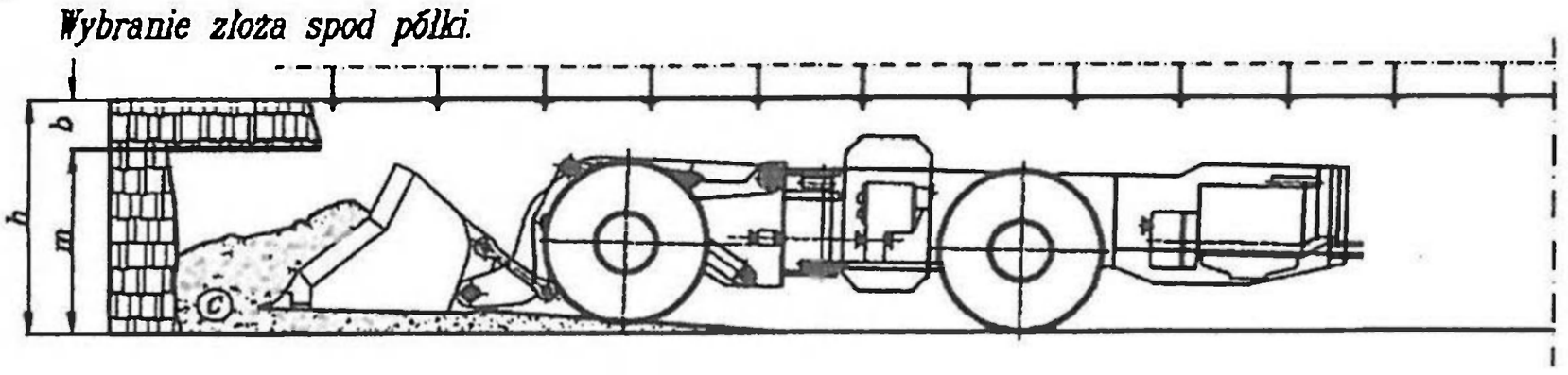
KOLEJNE ETAPY POSTĘPOWANIA PRZY WYBIERANIU UROBKU W PRZODKACH STRZELANYCH SELEKTYWNIE Z PÓŁKĄ.

Przekrój przez przodek strzelony selektywnie (odstrzelona cześć przyspągowa–m, nienaruszona półka).



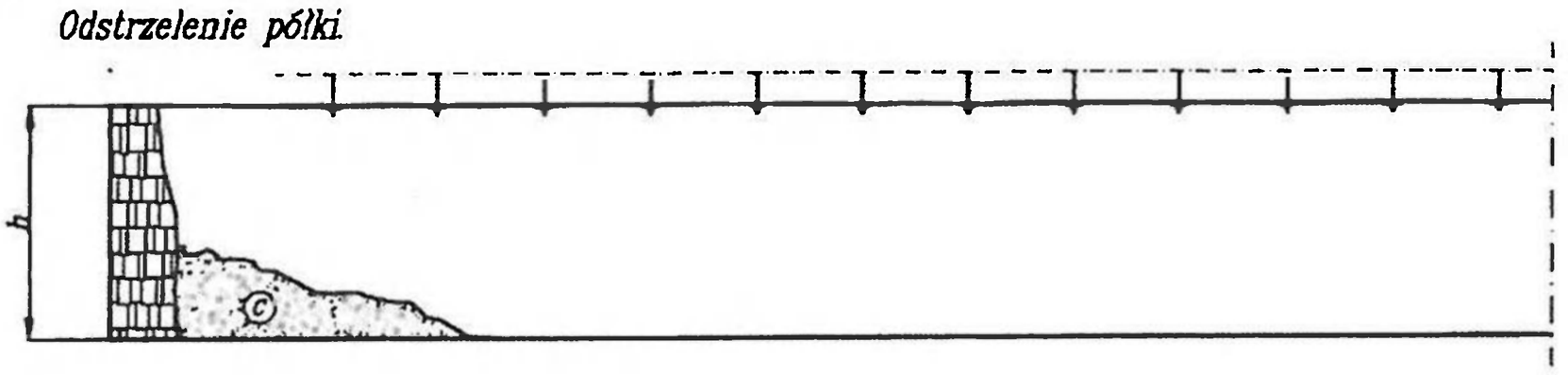
Etap I

Wybranie złoża spod półki.



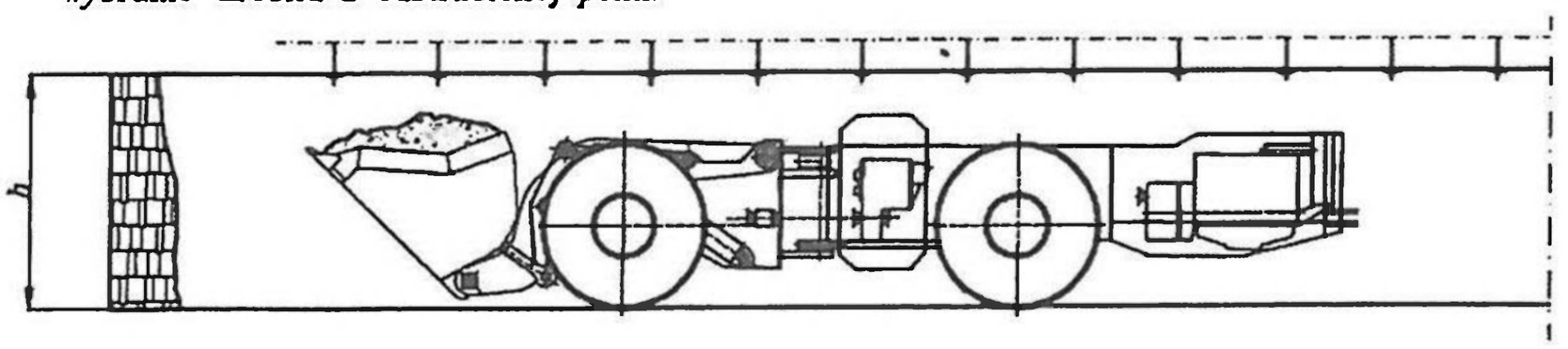
Etap II

Odstrzelenie półki.



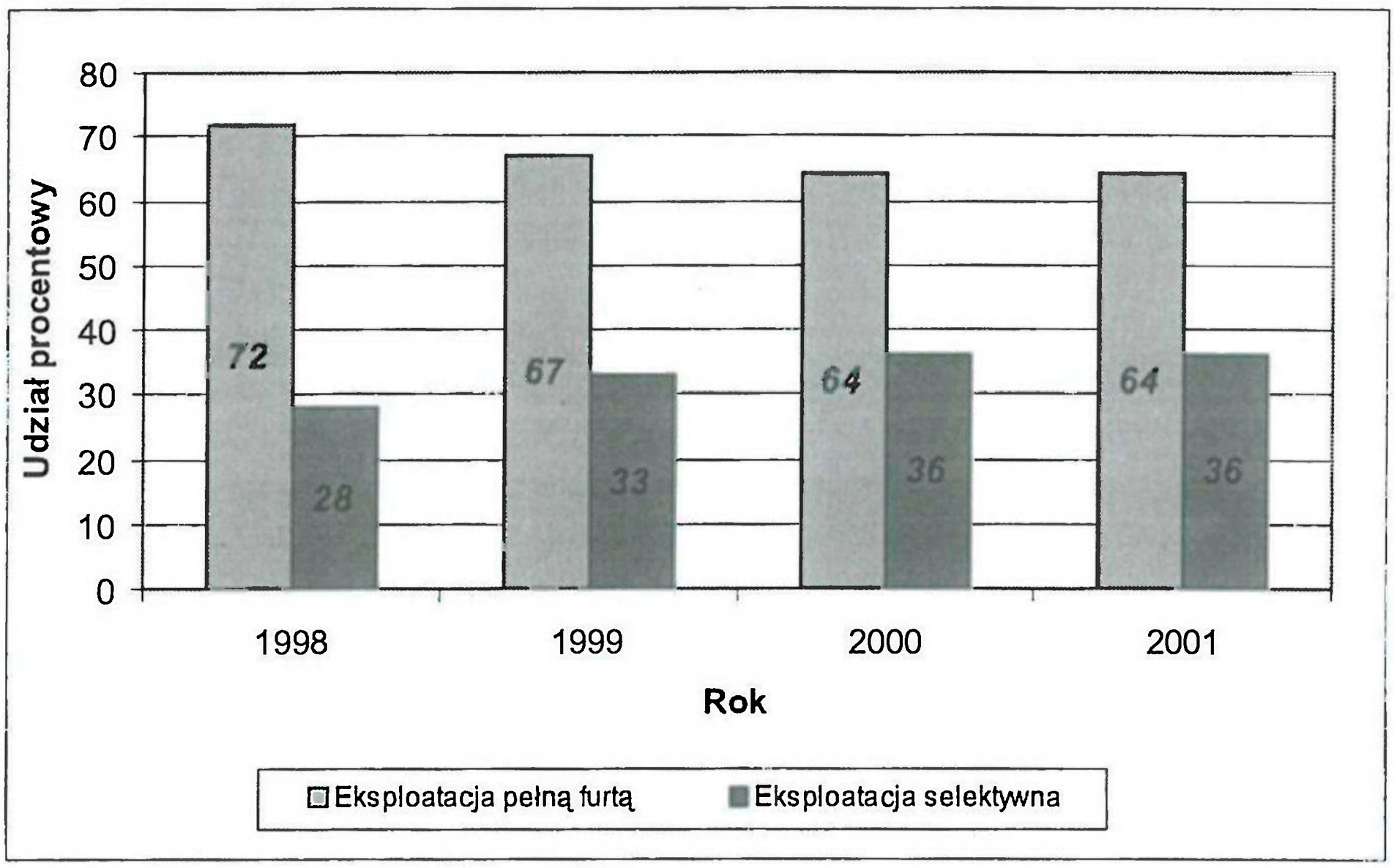
Etap III

Wybranie urobku z odstrzelonej półki.



Rys. 2. Sposób eksploatacji selektywnej

Fig. 2. Deposit selective excavation



Rys. 3. Udział eksploatacji selektywnej w produkcji O/ZG „Polkowice-Sieroszowice"

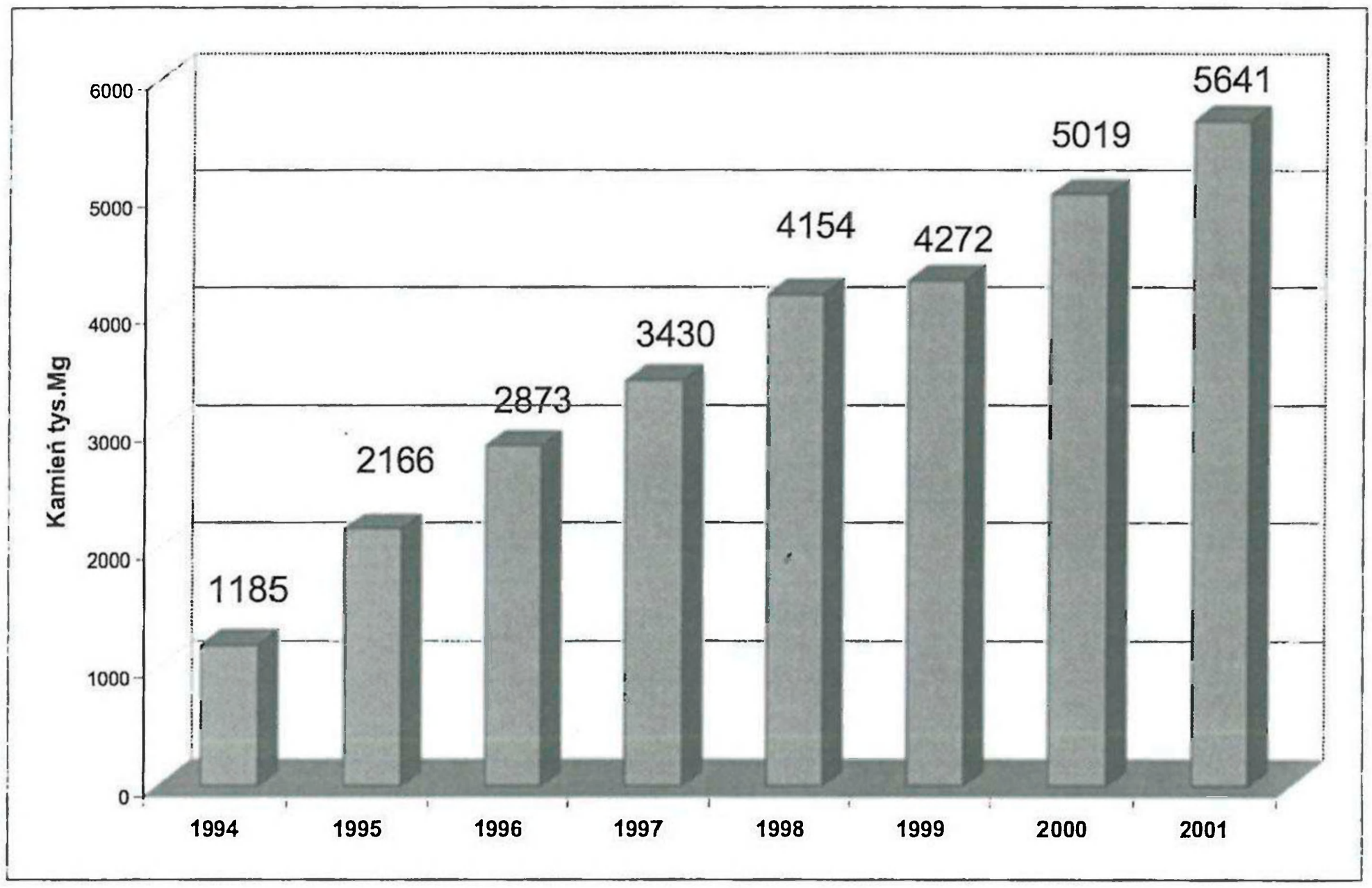
Fig. 3. Fraction of selective excavation in the production of Polkowice-Sieroszowice Mine

Zawsze jednak stosowanie technologii lokowania kamienia związane jest z dodatkowymi kosztami, które wynikają z następujących powodów:

— konieczności zapewnienia ładowarek odbierających kamień z miejsca urobienia i przewożących go na inne środki transportu lub do miejsca docelowego,
— konieczności przebudów istniejącej infrastruktury odstawy, tj. budowa dodatkowych wysypów, urządzeń zgarniających, zbiorników retencyjnych na kamień, miejsc magazynowania, itd.,
— konieczności pokonania utrudnień organizacyjnych związanych z wykorzystaniem tych samych przenośników taśmowych i zbiorników retencyjnych do odstawy rudy i przemieszczania kamienia,
— konieczności magazynowania kamienia,
— konieczności organizowania brygad do pracy w dni wolne dla wywiezienia zmagazynowanego kamienia,
— konieczności przeznaczenia dodatkowych roboczodniówek na urabianie, transport i lokowanie kamienia.

Ostatnio wdrażany jest sposób udostępnienia i eksploatacji złoża o małej miąższości w aspekcie racjonalnej gospodarki skałą płonną dla warunków O/ZG „Polkowice-Sieroszowice". Jest to technologia wykonywania pustek pod lokowanie kamienia w sąsiedztwie wyrobisk głównych, która w znaczny sposób przyczyni się do obniżenia kosztów transportu kamienia, poprzez skrócenie dróg jego odstawy, pozwoli również na zwiększenie ilości lokowanego na dole kamienia pochodzącego z drążenia wyrobisk korytarzowych.

Skalę problemu, jakim jest w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" oddzielanie kamienia w procesie produkcji rudy, przedstawiono na rysunku 4. Dodać trzeba, że lokowane w latach



Rys. 4. Ilość kamienia ulokowana na dole kopalni

Fig. 4. Amount of waste rock located in the underground of the mine

2000 i 2001 ponad 5 milionów ton kamienia na dole to wielkość przekraczająca 50% ilości rudy wydobywanej na powierzchnię.

3. Technologia wybierana cienkiego złoża a ochrona powierzchni

Przedstawione wcześniej sposoby wybierania cienkiego złoża polegające na zastosowaniu tzw. niskich maszyn i eksploatacji selektywnej prowadzą do obniżenia furty eksploatacyjnej oraz do lokowania znacznych ilości kamienia w zrobach. Oba wymienione czynniki mają duże znaczenie ze względu na ochronę powierzchni. Chodzi tutaj o takie przejawy szkodliwego oddziaływania kopalni na powierzchnię jak:

— deformacje powierzchni,
— wstrząsy sejsmiczne,
— składowanie odpadów powstających w procesie produkcji koncentratu rudy miedzi.

Według opinii ludzi zamieszkujących teren objęty wpływami eksploatacji złóż miedzi, wstrząsy sejsmiczne są największą uciążliwością związaną z działalnością kopalń. Przyczyniają się one do niszczenia konstrukcji budowlanych na powierzchni terenu górniczego i wywołują niepokój mieszkańców.

Odpady z produkcji koncentratu rudy miedzi — tzw. odpady poflotacyjne, powodują stały rozrost zbiornika, w którym są gromadzone. Przyczyniają się do zanieczyszczenia wód podziemnych oraz wzrostu zapylenia nad okolicznymi terenami.

Deformacje powierzchni są przyczyną uszkodzeń konstrukcji budowlanych. Wywołują powstawanie podtopień oraz zalewisk na powierzchni terenu górniczego, co w konsekwencji może prowadzić do szkód w uprawach rolnych i nasadzeniach leśnych.

Stosowana w kopalni „Polkowice-Sieroszowice" technologia wybierania cienkiego złoża w znacznym stopniu przyczynia się do ograniczenia ww. aspektów szkodliwego wpływu eksploatacji na powierzchnię.

3.1. Technologia wybierania cienkiego złoża a aktywność sejsmiczna górotworu

Jak wynika z opracowań [2, 3], w których zestawiono i analizowano aktywność sejsmiczną górotworu LGOM na przestrzeni wielu lat, począwszy od 1996 r. obserwuje się, przy w miarę wyrównanym poziomie wydobycia i mniej dynamicznych zmianach ilości wstrząsów, wyraźną tendencję narastania poziomu energetycznego aktywności sejsmicznej na obszarze LGOM. Od 1999 r. intensywność tego narastania jest szczególnie duża.

Zróżnicowanie warunków wpływających na aktywność sejsmiczną górotworu powoduje, że jej poziom jest różny w poszczególnych kopalniach. Na podstawie opracowania Danuty Dziedzic [2] zestawiono w tabeli 1 sumaryczną liczbę wstrząsów, sumę wyemitowanej energii w ciągu roku i wydatek energetyczny (wyemitowana energia przypadająca na tonę wydobytej

Tabela 1. Zestawienie aktywności sejsmicznej w kopalniach LGOM

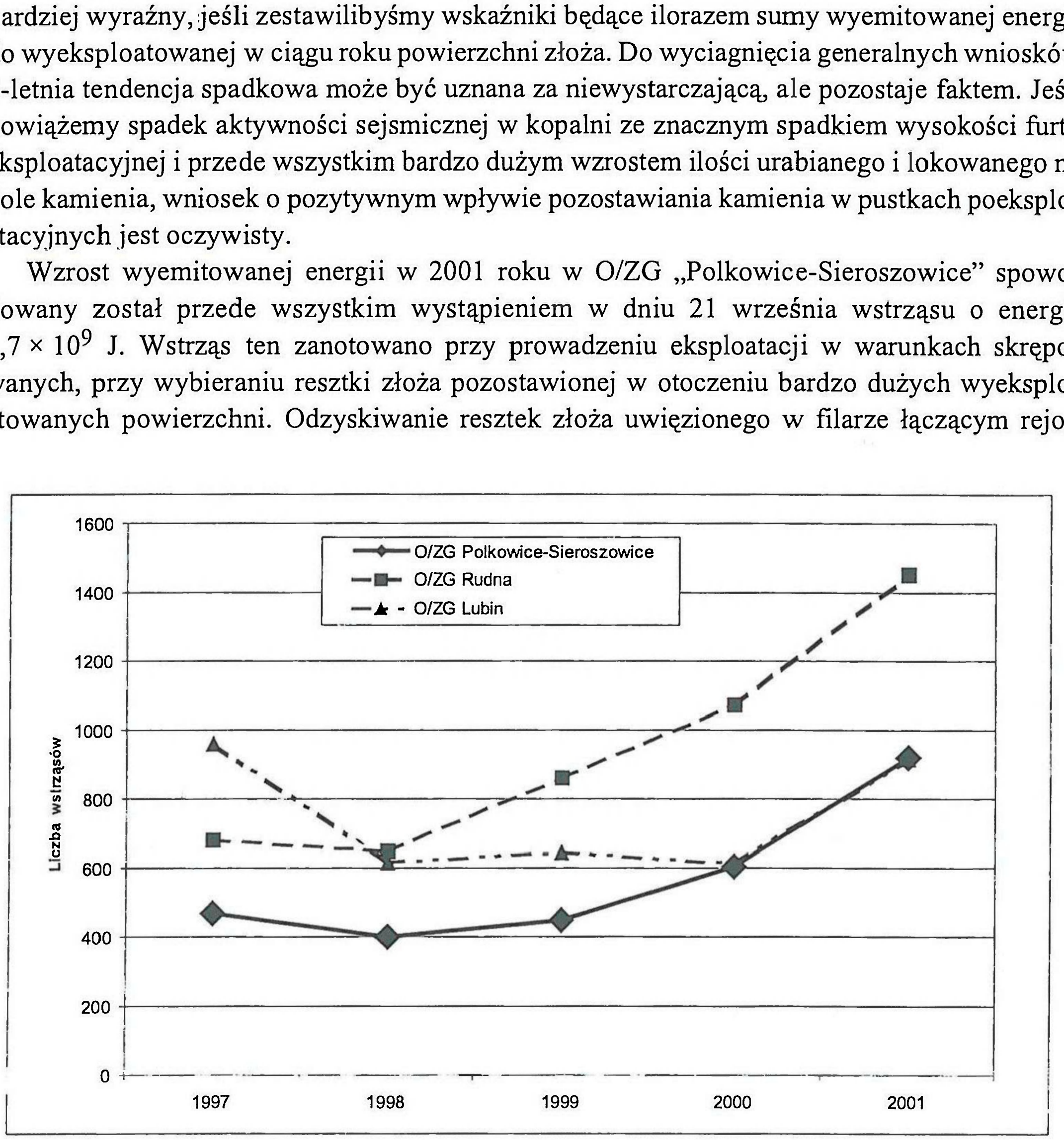
Table 1. Statement of seismic activity in the mines of Legnica-Głogów Copper District

Rok	Kopalnia								
	O/ZG „Lubin"			O/ZG „Rudna"			O/ZG „Polkowice-Sieroszowice"		
	liczba wstrząsów ogółem	suma energii [× 10^6 J]	wydatek energii [J/T]	liczba wstrząsów ogółem	suma energii [× 10^6 J]	wydatek energii [J/T]	liczba wstrząsów ogółem	suma energii [× 10^6 J]	wydatek energii [J/T]
1990	443	306	49,4	472	675	71,9	662	311	35,5
1991	120	89	14,8	409	345	37,5	765	486	57,0
1992	199	126	20,6	561	551	59,0	921	548	63,2
1993	272	802	120,1	682	1 453	137,9	875	798	88,6
1994	292	369	56,3	463	1 932	195,5	992	540	55,7
1995	323	259	39,3	731	1 326	133,8	795	281	28,2
1996	389	227	33,5	772	780	71,3	1 095	816	83,9
1997	470	989	152,5	680	779	72,5	962	999	111,2
1998	399	367	53,5	649	1 460	126,8	616	972	106,0
1999	448	866	130,9	860	2 350	200,2	645	741	73,9
2000	605	2 910	428,4	1 074	3 730	319,2	612	484	48,3
2001	922	1 550	212,8	1 454	2 230	178,7	916	2 490	223,8

rudy) w minionym dziesięcioleciu. W zestawieniu nie uwzględniano wstrząsów o energii niższej niż 10^3 J. Wyróżniono w tabeli okres od 1996 roku, tj. od momentu połączenia kopalń „Polkowice" i „Sieroszowice" w jeden zakład O/ZG „Polkowice-Sieroszowice". Jak przedstawiano wcześniej w latach tych nastąpiło bardzo znaczne obniżenie wysokości furty eksploatacyjnej i bardzo dynamicznie wzrastała ilość urabianego i lokowanego na dole kamienia.

Z danych zestawionych w tabeli wynika, że w latach 1997—2000 w kopalni „Polkowice-Sieroszowice" nastąpił znaczny spadek wszystkich wskaźników aktywności sejsmicznej górotworu. Spadek ten zaznaczył się tym bardziej, że równocześnie dla całego obszaru LGOM obserwowano bardzo wyraźną tendencję narastania poziomu energetycznego aktywności sejsmicznej. Spadek aktywności sejsmicznej w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" byłby jeszcze bardziej wyraźny, jeśli zestawilibyśmy wskaźniki będące ilorazem sumy wyemitowanej energii do wyeksploatowanej w ciągu roku powierzchni złoża. Do wyciagnięcia generalnych wniosków 4-letnia tendencja spadkowa może być uznana za niewystarczającą, ale pozostaje faktem. Jeśli powiążemy spadek aktywności sejsmicznej w kopalni ze znacznym spadkiem wysokości furty eksploatacyjnej i przede wszystkim bardzo dużym wzrostem ilości urabianego i lokowanego na dole kamienia, wniosek o pozytywnym wpływie pozostawiania kamienia w pustkach poeksploatacyjnych jest oczywisty.

Wzrost wyemitowanej energii w 2001 roku w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" spowodowany został przede wszystkim wystąpieniem w dniu 21 września wstrząsu o energii $1{,}7 \times 10^9$ J. Wstrząs ten zanotowano przy prowadzeniu eksploatacji w warunkach skrępowanych, przy wybieraniu resztki złoża pozostawionej w otoczeniu bardzo dużych wyeksploatowanych powierzchni. Odzyskiwanie resztek złoża uwięzionego w filarze łączącym rejon



Rys. 5. Zestawienie liczby wstrząsów w kopalniach LGOM

Fig. 5. Statement of seismic activity in the mines of Legnica-Głogów Copper District

szybów Polkowic Zachodnich z szybami Rudnej Zachodniej odbywa się dwuetapowym systemem komorowo-filarowym, a stosowana technologia eksploatacji nie przewiduje lokowania kamienia.

W minionym roku w kopalniach LGOM ilość wyemitowanej energii spadła. Spadek był nieznaczny. Różnica $8{,}5 \times 10^8$ J mogła zostać zniwelowana jednym lub dwoma wysokoenergetycznymi wstrząsami. Odnotowano natomiast o ponad tysiąc wstrząsów więcej niż rok wcześniej. Wzrost rozłożył się niemal równomiernie na wszystkie kopalnie. Jeśli porównamy ilości wstrząsów okaże się, że w kopalni „Polkowice-Sieroszowice" zanotowano mniejszą liczbę wstrząsów niż w sąsiednich kopalniach wydobywających rudy miedzi. Przyrost ilości wstrząsów w roku 2001 również był najniższy w kopalni „Polkowice-Sieroszowice".

3.2. Ekologiczny aspekt lokowania kamienia w zrobach

Możliwe są trzy warianty prowadzenia gospodarki skałą płonną. Pierwszy, najmniej ekologiczny wariant, to taki, w którym nie dokonuje się rozdziału urobku i kamienia w procesie wydobycia, godząc się na znaczne zubożenie rudy. Wówczas, przy tej samej co obecnie wydajności zaangażowanych do produkcji sił i środków, kopalnia mogłaby urobić około 15 milionów ton urobku. Tą masą obciążano by cały ciąg technologiczny, począwszy od przenośników oddziałowych, ciągów transportowych do szybów, urządzeń wyciągowych. Obciążano by zakład przeróbczy, rozwadniano by w szlamach miedź odprowadzając większe ilości pierwiastka użytecznego na staw osadowy. Rocznie na staw osadowy trafiałoby też o 5 milionów ton szlamów więcej, przy założeniu, że ciąg technologiczny zdołałby przyjąć takie ilości. Jest to mało prawdopodobne, gdyż urządzenia wyciągowe pracują na granicach swoich możliwości a zakłady przeróbcze są również w pełni obciążone.

Drugi wariant gospodarowania skałą płonną mógłby polegać na tym, że oddziela się kamień od rudy i po wywiezieniu na powierzchnię składuje się go na hałdzie. Wówczas jednak na powierzchni powstawałyby uciążliwe dla środowiska składowiska, które należałoby rekultywować. Ponadto transport rozdzielonego kamienia i urobku po tych samych drogach odstawy, tymi samymi ciągami taśmowymi, kolejowymi i szybami byłby wielce uciążliwy i wymagałby znacznego wysiłku organizacyjnego dla jego sprawnego przeprowadzenia.

W O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" wybrano trzecią możliwość — oddzielanie i pozostawianie kamienia na dole. Sposób ten pozwala odciążyć ciąg technologiczny poprzez zmniejszenie ilości urobku transportowanego na oddziałowych i głównych drogach odstawy. Mniejsze ilości, ale za to bogatszego urobku trafiają do urządzeń wyciągowych i na przeróbkę. Mniej szlamów wylewa się do stawu osadowego. W związku z tym produkcja miedzi jest mniej uciążliwa dla środowiska.

3.3. Wpływ lokowania kamienia na wielkość deformacji powierzchni

Pozostawianie kamienia w zrobach oddziałów eksploatacyjnych na obszarze górniczym „Sieroszowice I" ma swoją wieloletnią historię. Po raz pierwszy eksploatację z planowym pozostawianiem kamienia w pustkach poeksploatacyjnych zastosowano w oddziale G-24. Oddział ten prowadził eksploatację w latach 1983—1994 przy zastosowaniu systemów zabierkowych oznaczonych w katalogu systemów eksploatacji symbolami S-2 i S2/1. W systemie S-2

przez pierwsze 3 lata stosowano odpalanie ładunków materiału wybuchowego w 12-metrowych otworach stropowych dla wywołania zawału. Od roku 1987 rozpoczęto eksploatację systemem S-2/1 bez wymuszania zawału. Były to pierwsze próby prowadzenia eksploatacji z ugięciem warstw stropowych w LGOM.

Przez cały okres prowadzenia eksploatacji lokowano kamień w pustkach po wybranym złożu. W latach kiedy stosowano eksploatację z zawałem, po wybraniu złoża wprowadzano wiertnicę zawałową i zgodnie z metryką strzelania zawałowego odwiercano serię długich otworów stropowych. W następnym cyklu wyeksploatowaną zabierkę zapełniano kamieniem. Furta eksploatacyjna w tym piętrze wynosiła 3,5 do 4 m. Do podpychania kamienia używano spycharki TD. Lokalnie uzyskiwano wypełnienie 75—90% przestrzeni. Pozostawiano jedynie nieco miejsca pod stropem by brygada wykonująca strzelanie dla wywołania zawału miała w miarę swobodne dojście do otworów. W następnych latach, kiedy zaprzestano wywoływania zawału można było jeszcze zwiększyć wysokość pryzm usypywanego kamienia. Do połowy roku 1987 do oddziału dostarczano znaczne ilości kamienia z drążenia podszybia szybu SW-1, a po zakończeniu robót kamiennych na podszybiu, z innych rejonów kopalni. Do punktów wysypowych zlokalizowanych w pobliżu oddziału kamień dostarczano przenośnikami taśmowymi służącymi do transportu rudy i przenośnikami zbudowanymi specjalnie dla transportu kamienia. Dowożono również transportem kolejowym niewielkie ilości kamienia pochodzącego z robót przygotowawczych. Z upływem lat, wraz ze spadkiem miąższości eksploatowanego złoża wzrastał też udział kamienia własnego pochodzącego z wdrażanych metod urabiania selektywnego.

Oddział G-24 prowadził eksploatację złoża w latach 1983—1994 ze średnią wysokością furty eksploatacyjnej 3,36 m. W tym czasie wybrano złoże z pola o powierzchni 61,5 ha i jednocześnie w powstałych pustkach poeksploatacyjnych ulokowano około 1 mln 200 tys. ton kamienia. Taka ilość kamienia daje średnią wysokość podsadzenia w wybranym polu około 1,15 m.

Bardzo znaczny przyrost ilości lokowanego kamienia notujemy w ostatnich latach. W obszarze górniczym „Sieroszowice I" uruchomiono w tym czasie wybieranie w nowych, oddalonych od siebie rejonach. To przede wszystkim w zrobach oddziałów z tych rejonów lokowany jest kamień. Wpływ eksploatacji z lokowaniem kamienia w zrobach na powierzchnię nie został jeszcze wystarczająco udokumentowany. Niecki nad tymi polami nie są w pełni ukształtowane ze względu na niewielkie powierzchnie wyeksploatowane. Nad oddziałami, w których zlokowano największe ilości kamienia w kilku przypadkach nie ma założonych linii pomiarowych. W niektórych przypadkach nad polami eksploatacyjnymi rosną lasy co znacznie utrudnia założenie linii pomiarowych. Rozważana jest możliwość uzupełnienia linii obserwacyjnych o sieć punktów rozproszonych, na których pomiary realizowane byłyby przy pomocy sprzętu i techniki GPS. Pozwoliłoby to na łatwiejsze dowiązanie prowadzonych pomiarów, wyznaczanie współrzędnych punktów, a także bezwzględnych wartości ich przemieszczeń poziomych.

W obszarze górniczym „Sieroszowice I" złoże wybierane jest na ogół pod terenami niezabudowanymi. Na terenie górniczym „Sieroszowice I" występuje jedynie kilka niewielkich skupisk zabudowy. W najbliższych latach eksploatacja będzie prowadzona pod miejscowościami: Sucha Górna, Kaźmierzów, Gaiki, Sieroszowice, Jerzmanowa. Lokowanie kamienia w pustkach poeksploatacyjnych będzie prowadzone nadal. Pozwoli to zminimalizować wpływy

prowadzonej eksploatacji na powierzchnię terenu oraz przyczyni się do ochrony zabudowań wymienionych miejscowości.

Prognozę deformacji powierzchni w granicach obszarów górniczych, w których eksploatację prowadzi kopalnia „Polkowice-Sieroszowice" opracowuje się według zależności teorii wpływów Knothego-Budryka z niezbędnymi modyfikacjami wynikającymi ze specyfiki eksploatacji złoża rudy miedzi.

Jednym z podstawowych parametrów tej teorii jest tzw. współczynnik eksploatacyjny „a" (współczynnik osiadania) decydujący bezpośrednio o maksymalnych obniżeniach, ale również pośrednio o wielkościach innych wskaźników deformacji. Przewiduje się, że powinien on być wyraźnie mniejszy dla obszaru wybranego z lokowaniem kamienia. Korzystny wpływ lokowania kamienia na zmniejszenie deformacji powierzchni terenu, na etapie prognozowania wpływów eksploatacyjnych, uwzględnia się przyjmując do obliczeń odpowiednią wielkość współczynnika eksploatacyjnego. W wyniku interpretacji wyników kilkuletnich obserwacji prowadzonych na założonych nad polami eksploatacyjnymi liniach pomiarowych obecnie przyjmuje się:

a = 0,5 — dla eksploatacji z ugięciem stropu,

a = 0,35 — dla eksploatacji z lokowaniem kamienia w zrobach.

Ograniczanie wpływu eksploatacji podziemnej na deformacje powierzchni jest więc realizowane w kopalni „Polkowice-Sieroszowice" zarówno poprzez obniżanie furty eksploatacyjnej jak i zapełnianie wyeksploatowanej pustki odpadową skała płonną pochodzącą z selektywnej eksploatacji złoża. Od roku 1996 obniżono średnią furtę eksploatacyjną od wysokości 2,94 m do 2,31 m. Równocześnie ciągle rośnie ilość kamienia lokowanego w pustkach poeksploatacyjnych. Ilość kamienia zlokowanego na dole kopalni w roku 2001 daje średnią wysokość podsadzenia 1,67 m.

4. Podsumowanie

Poszukując bardziej ekonomicznych metod wydobywania rudy miedzi w oddziałach eksploatacyjnych, gdzie okruszcowanie bilansowe obejmuje tylko część wysokości furty eksploatacyjnej wypracowano wiele nowych rozwiązań technologicznych. Dotychczas w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" wprowadzono eksploatację furtami niskimi (1,5 m < H < 2,3 m) w oddziałach: G-12, G-32, G-41, G-51, G-53, G-54, G-61. Kopalnia wyposażana jest w sprzęt najnowszej generacji. Wszystkie zakupywane maszyny mają wysokość do 1,85 m.

Realizując program utrzymywania na tym samym poziomie, a nawet zmniejszania zubożenia eksploatacyjnego rudy miedzi w sytuacji wyczerpywania się zasobów złoża o miąższościach średnich i dużych w O/ZG „Polkowice-Sieroszowice" oddziela się w procesie urabiania rudy ogromne ilości kamienia. Kamień ten lokowany jest w zrobach. Pozostawianie kamienia na dole jest działaniem proekologicznym, gdyż eliminuje składowanie go na powierzchni i zmniejsza ilość odpadów przeróbczych. Wykazano, że dzięki lokowaniu skały płonnej w zrobach zmniejsza się dynamiczne oddziaływanie prowadzonej eksploatacji na powierzchnię (mniejsza liczba i energia wstrząsów sejsmicznych).

Pozostawianie kamienia w zrobach oddziałów eksploatacyjnych na obszarze górniczym „Sieroszowice I" ma swoją wieloletnią historię. Jednak nie zgromadzono jeszcze dostatecznie dużo danych dla przeprowadzenia dogłębnej analizy wpływu eksploatacji z pozostawianiem

kamienia w zrobach na deformacje powierzchni terenu. Nad polami eksploatacyjnymi, w zrobach w których prowadzone jest lokowanie kamienia nie ma udokumentowanych w pełni wykształconych niecek odkształceniowych, z powodu niewielkiej powierzchni wyeksploatowanego złoża i krótkiego czasu obserwacji, bądź braku linii pomiarowej na powierzchni terenu.

Opisane technologie obniżania furty eksploatacyjnej, wybieranie selektywne złoża i lokowanie kamienia są rozwiązaniami bardzo kosztownymi. Dlatego obowiązujące do końca 2001 roku uregulowania prawne dające możliwość niejako negocjowania wysokości opłat eksploatacyjnych należy uznać za bardziej racjonalne od wprowadzonych rozwiązań w nowym prawie geologicznym i górniczym. Jest zrozumiałe, że ponosząc określone wydatki na obniżenie negatywnego wpływu prowadzonej działalności wydobywczej na środowisko, przedsiębiorstwo górnicze oczekuje, że uzasadnione wystąpienia z wnioskami o obniżenie opłaty eksploatacyjnej spotkają się z poparciem organów nadzoru górniczego i zostaną pozytywnie rozpatrzone przez organ koncesyjny.

Literatura

[1] Chudek M., 2001: *Eksploatacja podziemna złóż pokładowych w aspekcie ochrony środowiska*. 3/2001 WUG.

[2] Dziedzic D., 2001: *Informacja na temat zagrożenia rok 2000*. CUPRUM Materiały dla Komisji d/s Tąpań, Obudowy i Kierowania Stropem w Zakładach Górniczych Wydobywających Rudy Miedzi przy Wyższym Urzędzie Górniczym.

[3] Kłeczek Z., 2001: *Czy aktywność sejsmiczna górotworu LGOM przekroczy w 2001 roku barierę 10 miliardów dżuli?* 4/2001 WUG.

[4] Kwiatek J., 2000: *Ocena możliwości prowadzenia podziemnej eksploatacji górniczej z uwagi na ochronę obiektów budowlanych*. 2/2000 WUG.

[5] Popiołek i in., 1996: *Weryfikacja parametrów teorii Knothego-Budryka i Kochmańskiego w kopalniach rud miedzi LGOM w oparciu o wyniki obserwacji geodezyjnych*. Etap II i III. Opracowanie Zakładu Ochrony Terenów Górniczych AGH pod kier. E. Popiołka.

Technology of thin copper ore deposit excavation in Polkowice-Sieroszowice Mine with waste rock locating in the after-excavation caverns in the aspect of surface protection against mining damage

Abstract

In the article the ways of copper ore deposit with thickness below 2 meters excavations methods used in Polkowice-Sieroszowice Mine are shown. In the method of thin deposit selective excavation substantial amounts of waste rock are mined. Influence of waste rock placement for seismic activity and for limitation of the surface deformation over the excavation areas.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1183—1190

Anton SROKA
Uniwersytet Techniczny Akademia Górnicza we Freibergu

Wpływ eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego na powierzchnię terenu

Słowa kluczowe

Cienkie pokłady – szkody górnicze – koszty szkód górniczych – dynamika eksploatacji

Streszczenie

W referacie przedstawiono dane statystyczne dotyczące grubości eksploatowanych pokładów w roku 2000 w Zagłębiu Ruhry i Zagłębiu Saary, a także dane dotyczące kształtowania się kosztów szkód górniczych związanych bezpośrednio z prowadzoną eksploatacją górniczą. Podano także zależności dotyczące czasowej charakterystyki prowadzenia eksploatacji górniczej w zależności od grubości eksploatowanego pokładu.

1. Problem

Głównym problemem górnictwa niemieckiego ostatnich lat a w szczególności roku 2001 jest negatywny wpływ tego górnictwa na obiekty powierzchni i na ludzi. Dotyczy to szczególnie wpływu na obiekty mieszkaniowe oraz całą infrastrukturę powierzchniową czyli tzw. klasyczne szkody górnicze, oraz coraz częstsze występowanie indukowanych przez prowadzoną eksploatację wstrząsów i ich oddziaływanie na człowieka.

Sytuacja górnictwa węglowego w Niemczech zmieniła się radykalnie od czasu solidarnej manifestacji społeczeństwa w roku 1997 (tzw. Band der Solidarität). Coraz częściej prowadzone są otwarte spory pomiędzy społeczeństwem, administracją lokalną, partiami politycznymi a górnictwem. Tradycyjne partnerstwo pomiędzy społecznością a górnictwem, pomiędzy miastem, powiatem, gminą a kopalnią stoi w ostatnim czasie pod „dramatycznym" znakiem zapytania. Przykładem może być pierwszy w historii Niemiec wyrok sądu administracyjnego w Saarlouis zatrzymujący prowadzoną eksploatację górniczą, w którym interes jednostki został postawiony wyżej jak interes społeczny i gospodarczy całego regionu.

W górnictwie polskim pod pojęciem pokładu cienkiego rozumie się pokład o grubości mniejszej od 1,5 m. Takie pojęcie w górnictwie niemieckim nie istnieje. I tak np. prowadzona w roku 2000 przez kopalnię Niederberg eksploatacja 7 ścian dotyczy pokładów o grubości węgla od 0,66 m (pokład Mansegatt) do 0,93 m (pokład Finefrau). Średnia grubość eksploatowanej

warstwy, z uwzględnieniem skały płonnej, leży w granicach od 0,95 m do 1,08 m. Średnie dzienne wydobycie tej kopalni wynosiło w 2000 roku 2920 t/dobę (tab. 1).

Tabela 1. Średnie parametry eksploatacyjne ścian w wybranych kopalniach węgla kamiennego w RFN (2000)

Tab. 1. The parameters of longwalls in the chosen hard coal mines in Germany

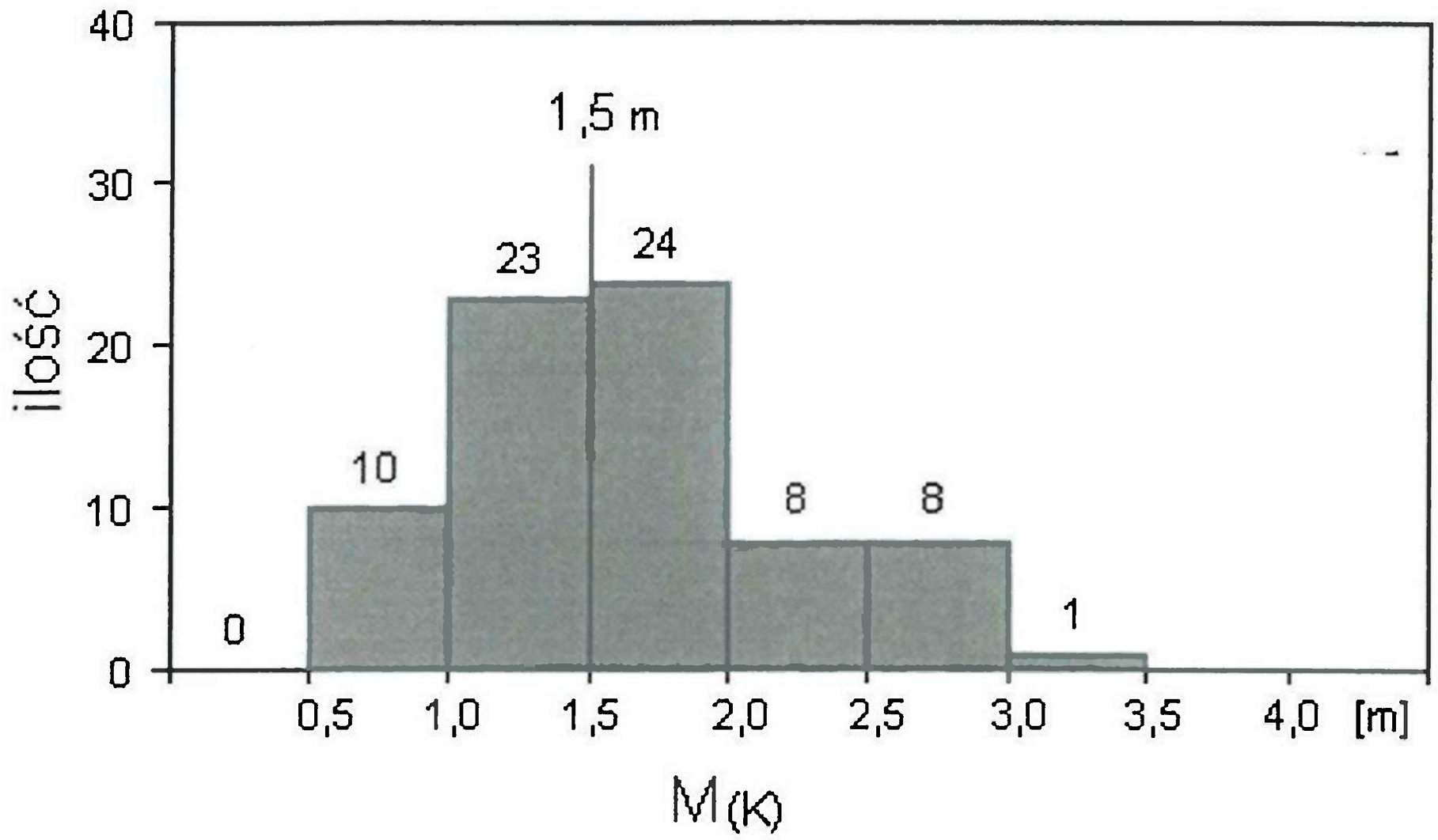
Kopalnia	$M_{(K)}$ [m]	$M_{(K+B)}$ [m]	V [m/d]	BPF [t/d]
FH	1,57	1,94	7,17	5453
NB	0,89	1,01	5,27	2139
WA	1,59	2,11	5,02	2920
LO	1,27	1,80	4,96	2455
PH	1,59	2,29	6,17	4511
LI	1,61	2,24	5,22	3663
AV	1,99	2,61	4,41	3369
EW*	1,59	2,10	6,57	4162
BL*	1,46	1,83	5,11	3259
OS	1,68	2,06	5,31	3780
WE*	2,54	3,02	4,55	4392
GR	1,72	2,54	3,72	2731
EN	2,46	2,94	4,03	4494
WL	2,50	3,34	2,84	3380
DSK AG	**1,61**	**2,12**	**5,05**	**3508**

$M_{(K)}$ — średnia grubość węgla w eksploatowanych ścianach.
$M_{(K+B)}$ — średnia wysokość eksploatowanych ścian (węgiel + skała płonna).
V — prędkość postępu frontu eksploatacyjnego.
BPF — średnie wydobycie dobowe.
* Kopalnie zamknięte do 30.06.2000 r.

Należy także zaznaczyć, że najlepsza pod względem wydobycia dołowego kopalnia Friedrich Heinrich/Rheinland prowadziła w roku 2000 eksploatację czterech ścian, przy czym grubość węgla w trzech ścianach leżała w granicach od 1,23 do 1,36 m i odpowiednio grubość całej wybieranej warstwy od 1,50 do 1,81 m.

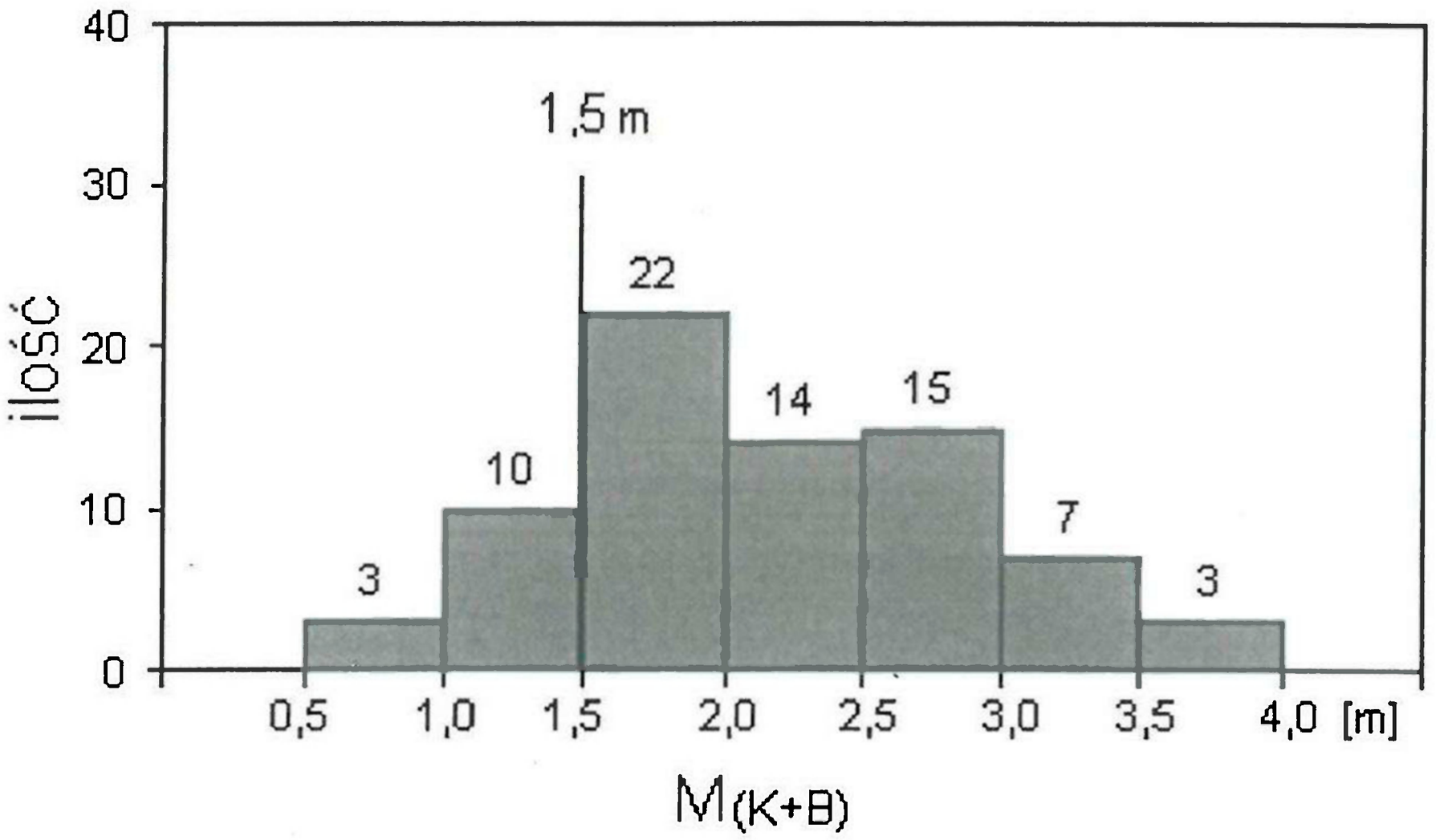
Z dokonanej przez autora analizy 74 ścian eksploatowanych w roku 2000 wynika, że około 45% (33) dotyczy pokładów o średniej grubości węgla mniejszej niż 1,5 m (rys. 1; rys. 2 — suma węgiel + skała płonna).

Z proporcjonalności pomiędzy wartością dowolnego wskaźnika deformacji i grubości eksploatowanego pokładu wynika jednoznacznie, że eksploatacja pokładu cieńszego przy podobnych warunkach górniczo-geologicznych eksploatacji oraz zabudowy powierzchni musi auto-



Rys. 1. Rozkład grubości węgla w eksploatowanych ścianach w roku 2000

Rys. 1. Distribution of coal thickness in operated longwalls in the year 2000



Rys. 2. Rozkład wysokości eksploatowanych ścian w roku 2000

Rys. 2. Distribution of height of operated longwalls in the year 2000

matycznie prowadzić do mniejszych szkód górniczych niż eksploatacja pokładu grubszego. Analiza wydatków na szkody górnicze nie potwierdza w pełni tego stwierdzenia (tab. 2).

Przeprowadzona przez autora (Sroka 1996) teoretyczna analiza dotycząca zależności prędkości objętościowej prowadzonej eksploatacji górniczej od wybranych wskaźników kryterialnych oddziaływania dynamicznego na obiekty powierzchni prowadzi w przypadku eksploatacji pojedynczych wyrobisk ścianowych do następujących ustaleń:

Tabela 2. Koszty szkód górniczych [DM/t]

Table 2. Costs of mining damages [DM/t]

Kopalnia	2000	1999
FH	3,91	2,81
NB	8,14	4,69
WA	23,17	16,29
LO	24,92	17,56
PH	0,48	1,24
LI	6,50	5,97
AV	5,21	5,34
EW*	22,91	10,27
BL*	15,31	8,38
OS	9,76	9,95
WE*	–2,51	0,19
GR	15,77	13,09
EN	4,47	4,99
WL	20,61	12,83
Średnia ważona DSK AG	**10,25**	**7,82**

* — kopalnie zamknięte do 30.06.2000

— dla kryterium granicznej prędkości osiadania $\dot{w}_G$

$$\dot{\Omega}_{max}(\dot{w}_G) = \frac{\dot{w}_G}{\alpha \cdot a} \cdot r^2 \tag{1}$$

— dla kryterium granicznego przyśpieszenia osiadania $\ddot{w}_G$

$$\dot{\Omega}_{max}(\ddot{w}_G) = 0{,}811 \sqrt{\frac{\ddot{w}_G}{\alpha \cdot a} \cdot g \cdot d \cdot r}^{\frac{3}{2}} \tag{2}$$

gdzie:

$\dot{\Omega}_{max}$ — maksymalna objętościowa prędkość eksploatacji,
α — pewna stała (α = 0,92 — dla teorii Prof. Knothego),
a — współczynnik osiadania,
g — grubość eksploatowanego pokładu,
d — długość frontu ścianowego,

r — promień zasięgu wpływów,
$\dot{w}_G$ — graniczna dla danej kategorii odporności obiektów wartość prędkości osiadania,
$\ddot{w}_G$ — graniczna dla danej kategorii odporności wartość przyśpieszenia osiadania.

Analiza zależności maksymalnej prędkości postępu frontu od grubości eksploatowanego pokładu prowadzi zatem do następujących proporcjonalności:

— kryterium $\dot{w}_G$

$$V_{max} \sim \frac{1}{g} \tag{3}$$

— kryterium $\ddot{w}_G$

$$V_{max} \sim \frac{1}{\sqrt{g}} \tag{4}$$

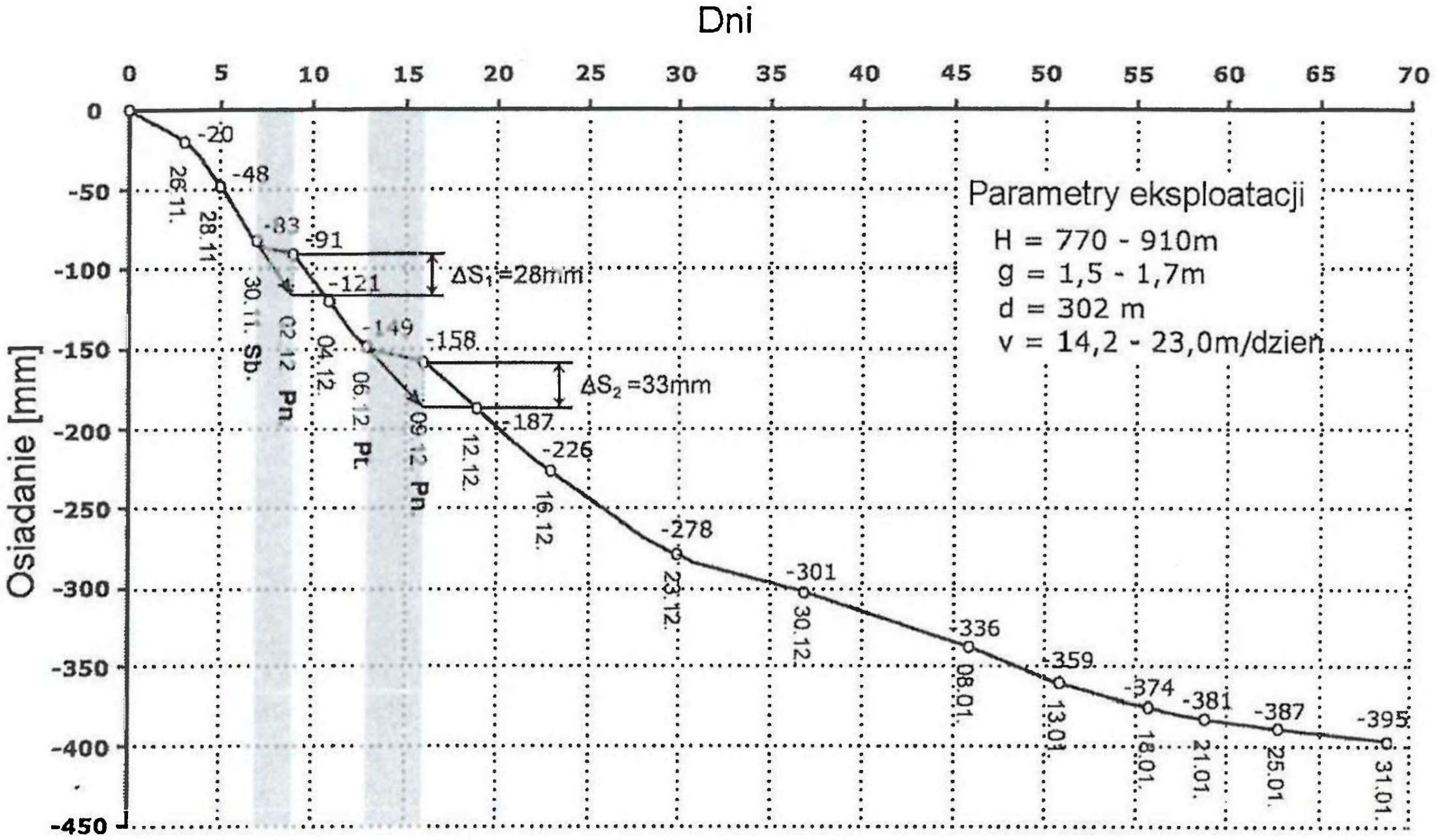
Z powyższych wzorów (1) i (3) wynika, że dla kryterium $\dot{w}_G$ prędkość postępu frontu eksploatacji górniczej jest odwrotnie proporcjonalna do grubości eksploatowanego pokładu, czyli dwa razy mniejsza grubość prowadzi do dwa razy większej prędkości eksploatacji.

Z wzorów (2), (4) wynika, że dla kryterium $\ddot{w}_G$, eksploatacja pokładu grubszego prowadzi do większej prędkości objętościowej (wzór 2) oraz że prędkość postępu frontu eksploatacji górniczej jest odwrotnie proporcjonalna do pierwiastka z grubości eksploatowanego pokładu. Dwa razy mniejsza grubość prowadzi zatem tylko do około 1,4-krotnego powiększenia prędkości postępu frontu.

Spostrzeżenia praktyczne dotyczące oddziaływania dynamicznego zaprzeczają w wielu przypadkach teoretycznym wypowiedziom na bazie kryterium $\dot{w}_G$, są natomiast bardzo często zgodne z wynikami uzyskanymi na bazie kryterium $\ddot{w}_G$.

Doświadczenia górnictwa niemieckiego dotyczące eksploatacji pokładów o grubości > 0,9 m mówią bowiem, że przy założeniu równego wydobycia dziennego eksploatacja pokładu cieńszego, przy podobnych warunkach geologiczno-górniczych oraz zabudowie powierzchni, prowadzi bardzo często do większych szkód górniczych jak eksploatacja pokładu grubszego. Jest to spowodowane koniecznością większej prędkości prowadzenia eksploatacji górniczej oraz przerwami sobotnio-niedzielnymi (Sroka 1996).

Jest rzeczą oczywistą, że wielkość negatywnego wpływu postojów ścianowych na końcu tygodnia na przebieg wskaźników deformacji w czasie zależy od prędkości wybierania w dni robocze (Sroka 1995, 1999; Drzęźla 1995). I tak np. zniekształcenie przebiegu osiadania punktu w czasie ΔS spowodowane przerwą sobotnio-niedzielną rośnie wraz ze wzrostem prędkości eksploatacji i jest szczególnie widoczne w przypadku bardzo dużych prędkości (rys. 3). Przedstawiony przykładowo przebieg osiadania punktu w czasie dotyczy eksploatacji ściany 206 w pokładzie Mathilde kopalni Friedrich Heinrich. W przebiegu krzywej osiadania bardzo widoczne są jej zniekształcenia ΔS spowodowane przerwami sobotnio-niedzielnymi. W tygodniu poprzedzającym pierwszą przerwę (30.11/01.12) średnia prędkość eksploatacji wynosiła 23,0 m/dobę (maksymalna 30,0 m/dobę) zaś w tygodniu następnym 14,2 m/dobę.

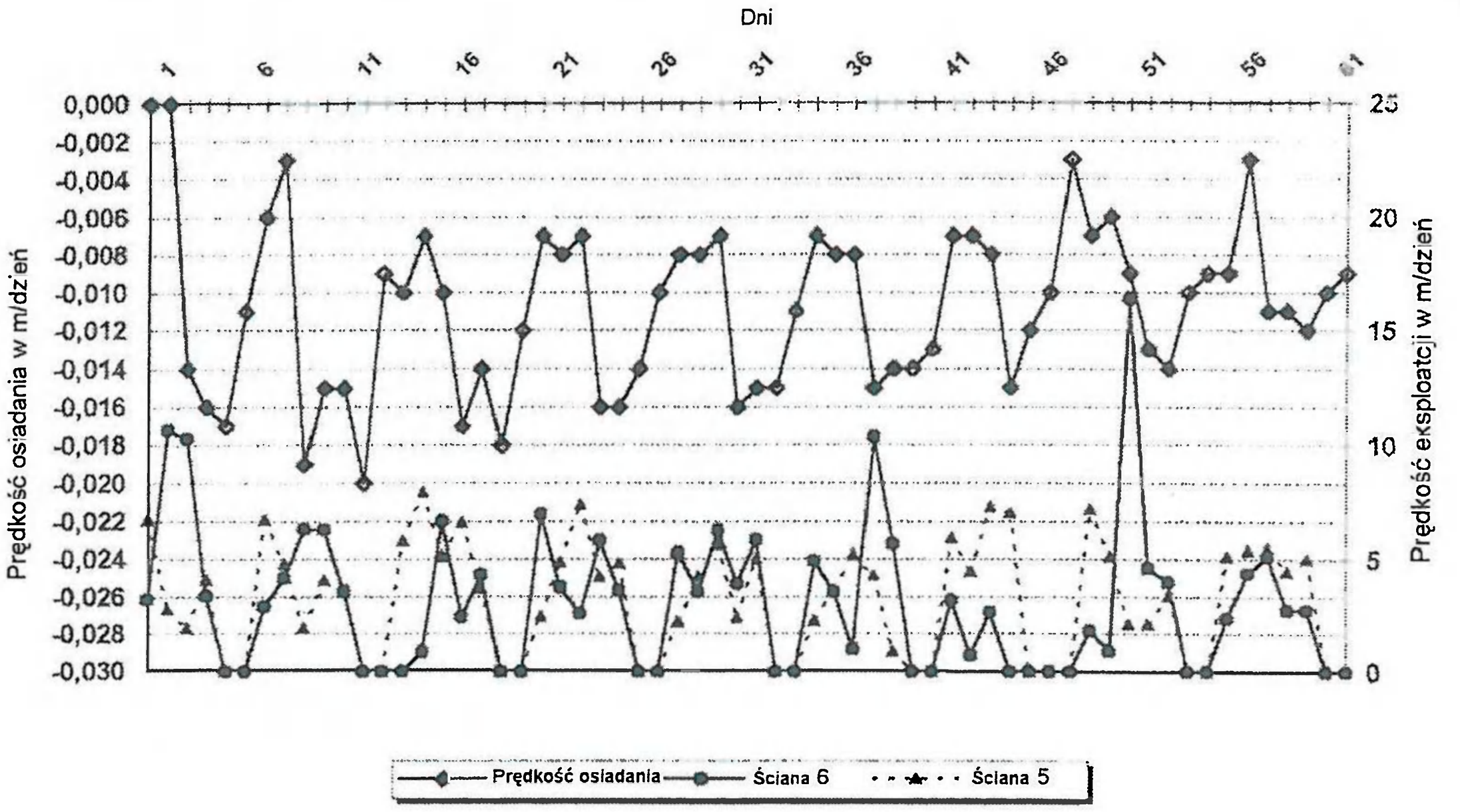


Rys. 3. Wpływ przerw sobotnio-niedzielnych na przebieg procesu osiadania punktów w czasie

Rys. 3. The influence of extraction pause (Saturday and Sunday) on the collapse process in the time

Przerwy te prowadzą do dużych i prawie natychmiastowych zmian w prędkości przebiegu osiadania punktu z 17,5 mm/dzień (28.11—30.11) na 4,0 mm/dzień (koniec tygodnia 30.11——02.12) oraz z 14,5 mm/dzień (02.12—06.12) na 3,0 mm/dzień (koniec tygodnia 06.12——09.12).

Drugi przykład wpływu prędkości prowadzonej eksploatacji górniczej oraz przerw sobotnio-niedzielnych został przedstawiony na rysunku 4 (Sroka 2001). Dotyczy obserwacji satelitarnych on-line przebiegu osiadania punktów przy eksploatacji równoczesnej dwóch ścian o łącznej długości frontu około 625 m. Eksploatowany pokład ma grubość około 3,1 m i leży na głębokości ok. 1000 m. Na rysunku przedstawiona jest przykładowo prędkość osiadania jednego z obserwowanych punktów w m/dzień oraz prędkość eksploatacji ścian 5 i 6 w m/dzień jako funkcja czasu. Także w tym przypadku zmiany prędkości i postoje ścianowe w końcu tygodnia prowadzą do dużych zmian prędkości osiadania np. z 17 mm/dzień do 3 mm/dzień. Zauważmy, że rozpoczęcie eksploatacji górniczej na początku tygodnia powoduje prawie natychmiastową reakcję w przebiegu prędkości osiadania, rośnie ona do wartości z końca poprzedniego tygodnia w ciągu tylko jednego dnia. Te cykliczne zmiany prędkości osiadania są oznaką dużych przyśpieszeń — ujemnych, związanych z zatrzymaniem eksploatacji górniczej, oraz dodatnich związanych z jej wznowieniem na początku tygodnia. Te cykliczne przyśpieszenia, jak wykazują doświadczenia, mają niezwykle negatywny wpływ na obiekty budowlane. Minimalizacja tego wpływu może zostać osiągnięta poprzez prowadzenie eksploatacji ciągłej ze stałą prędkością; takie postępowanie okazało się niezwykle skuteczne przy eksploatacji pod szczególnie czułymi obiektami.



Rys. 4. Zależność przebiegu prędkości osiadania punktu w czasie od prędkości eksploatacji i przerw w jej prowadzeniu

Rys. 4. Velocity of the sink process — dependence of exploitation velocity and of the pause in the exploitation process

Głębsza analiza tego zjawiska i jego konsekwencje dla dyscyplin szkody górnicze, mechanika górotworu i geofizyka górnicza zostanie przedstawiona na XXV Zimowej Szkole Mechaniki Górotworu, która odbędzie się w marcu 2002 w Zakopanem.

W tabeli 2 przedstawiono koszty szkód górniczych na tonę wydobycia netto dla kopalń koncernu DSK. Szczególnie należy podkreślić, że kopalnie mające najniższe szkody to kopalnie zwracające szczególną uwagę na aspekt minimalizacji szkód górniczych na etapie planowania eksploatacji górniczej oraz ich realizacji. Są to kopalnie Prosper Haniel, Friedrich Heinrich/Rheinland i Lippe. Współpraca z grupami ekspertów, konieczna profilaktyka budowlana oraz odpowiednio częste pomiary osiadania i deformacji są z punktu widzenia kosztów bardzo opłacalne. Koszty poniesione z tego tytułu zwracają się, jak wykazują doświadczenia, co najmniej kilkakrotnie. Zauważmy, że wydatki dwóch w pełni pod względem infrastruktury powierzchni porównywalnych kopalń a mianowicie kop. Niederberg ze średnią wysokością eksploatowanej ściany 1,0 m z kop. Friedrich Heinrich/Rheinland ze średnią wysokością 1,9 m wynoszą odpowiednio 8,14 DM/t i 3,91 DM/t.

Przedstawione w tabeli 2 koszty leżą w roku 2000 w granicach od 0,48 DM/t (kopalnia Prosper Haniel) do 24,92 DM/t (kop. Lohberg/Osterfeld).

2. Zakończenie

W referacie omówiono wpływ grubości eksploatowanego pokładu na powierzchnię terenu.

Z doświadczeń górnictwa Zagłębia Ruhry i Saary wynika, że pokłady cienkie niekoniecznie prowadzą do mniejszych szkód górniczych, nawet wtedy gdy wszystkie inne wielkości de-

cydujące o tych szkodach są porównywalne. Wielkością decydującą jest koncentracja prowadzonej eksploatacji i jej przebieg w czasie. W warunkach ścian wysoko wydajnych przy mniejszych grubościach pokładów konieczne są odpowiednio większe prędkości postępu frontu, które w połączeniu z przerwami sobotnio-niedzielnymi prowadzą niejednokrotnie do dużych szkód górniczych.

Literatura

Drzęźla, B., 1995: *Przybliżona ocena niektórych parametrów kinematyki niecki osiadania przy zmianach prędkości wybierania i postojach ścian*. Przegląd Górniczy nr 9.

Drzęźla, B. i in., 1997: *Prediction of seismicity changes in time basing on rockmass deformations induced by mining*. DMT Essen.

Grün, E., 1998: *Planung von Hochleistungsstreben unter Berücksichtigung der Umweltverträglichkeit im Bezug auf Bauwerksprohylaxe und Bergschadenserwartung*. Freiberger Forschungshefte A 847, Bergbau und Geotechnik.

Knothe, S., 1997: *Określenie zależności między przyrostami deformacji terenu w wyniku eksploatacji górniczej a uszkodzeniami objektów*. Materiały Konferencji naukowo-technicznej: IV Dni Miernictwa Górniczego i Ochrony Terenów Górniczych, Rytro 24—27 września 1997.

Kratzsch, H., 1990: *Verursacht der wöchentliche Strebstillstand steile Trogflanken?* Das Markscheidewesen 97, Heft 4.

Sroka, A., 1993: *Zum Problem der Abbaugeschwindigkeit aus bergschadenkundlicher Sicht*. Polska Akademia Nauk, CPPGSME, Kraków.

Sroka, A.; 1995: *Przerwy w eksploatacji wyrobisk ścianowych — ich znaczenie z punktu widzenia szkód górniczych*. Materiały Konferencji naukowo-technicznej: III Dni Miernictwa Górniczego i Ochrony Terenów Górniczych, Ustroń 24—26 września 1995.

Sroka, A., 1996: *Wpływ eksploatacji cienkich pokładów na powierzchnię w górnictwie niemieckim*. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria Wykłady nr 13, Kraków.

Sroka, A., 1999: *Dynamika eksploatacji górniczej z punktu widzenia szkód górniczych*. Polska Akademia Nauk, Studia, Rozprawy, Monografie nr 58, Kraków.

Sroka, A., 2000: *Abbaugeschwindigkeit und Abbaustillstände — bergschadensrelevante Ele-mente der Abbaudynamik*. Aachener bergschadenkundliches Kolloquium, Aachen, 1—2 Juni 1999, Heft Nr. 1, Aachen.

Sroka, A., 2001: *Zur Möglichkeit der erschütterungs - und bergschadenmindernden Abbauplanung.*. Ekspertyza dla ministra gospodarki kraju Saary, Freiberg-Dresden, listopad 2001.

The influence on the surface of the longwalling of thin hard coal seams

Abstract

In the paper has been presented the statistical data concerning the thickness of longwalling seams in the year 2000 in two hard coal regions in Germany — Ruhr basin and Saar basin.

It has been shown the data of mining damage costs connected directly to mining operation.

The characterisation of extraction in the time, depending on the thickness of longwalling hard coal seams has been described as well.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1191—1202

Mladen STJEPANOVIĆ
Uniwersytet w Belgradzie
Mirko IVKOVIĆ
Instytut Górniczy w Belgradzie
Jan LEPICH
PRG Bytom

Możliwości eksploatacji złoż małych grubości w warunkach jugosławiańskich

Słowa kluczowe

Cienkie pokłady – eksploatacja – ocena ekonomiczna

Streszczenie

Wyjątkowo złożone warunki eksploatacji złóż rud metali, węgla i rud niemetali wymagają ciągłych badań i udoskonalania metod i technologii eksploatacji. W tym sensie podstawowego kierunku rozwoju systemu eksploatacji należy szukać w systemie eksploatacji z krótkimi ścianami i mechanizacją wszystkich lub pojedynczych faz wydobycia. Przytoczone problemy pojawiają się przy złożach małej grubości, które w jugosławiańskich złożach surowców mineralnych występują dosyć często, ale są bardzo rzadko eksploatowane i brak w tym zakresie dużego doświadczenia.

Problem eksploatacji złoża małej grubości (do 1,8 m) jest zadaniem bardzo delikatnym, ze względu na czynniki ekonomicznej opłacalności. W tym referacie pokazane są warunki, parametry i możliwości eksploatacji pokładów małej grubości złóż węgla, złotonośnych żył kwarcowych i złóż boru.

1. Ocena możliwości eksploatacji pokładów węgla małej grubości

1.1. Wstęp

Problem wydobywania węgla ze złoża małej grubości w złożonych warunkach eksploatacji jest mało zbadany. Uwaga badaczy była ukierunkowana na regularnie zalegające pokłady, w których jest możliwe i ekonomicznie uzasadnione wydobycie systemem ścianowym z maksymalną mechanizacją i automatyzacją procesu technologicznego. W ten sam sposób regularnie zalegające pokłady eksploatowane są metodami filarowo-komorowymi z zmechanizowaną technologią.

Tektonicznie zdeformowane złoża nie opłaca się eksploatować systemami ścianowym, oraz metodami filarowo-komorowymi. Wobec tego powstaje pytanie: czy istnieje jakaś metoda eksploatacji krótkimi ścianami dostosowana do użytkowania maszyn urabiająco-ładujących o działaniu tarczowym, którą można by eksploatować pokłady grubości do 1,5 (1,8) m z ekonomicznie zadawalającymi efektami.

Minimalna grubość pokładu, którego eksploatacja jest ekonomicznie uzasadniona jest zróżnicowana od przypadku do przypadku. Wiadomo jest, że w naszym kraju jest kilka złóż węgla kamiennego z pokładami małej grubości, których eksploatacji zaniechano między innymi z powodu niskiej wydajności pracy w ograniczonej przestrzeni roboczej. Jedyną czynną pozostaje kopalnia antracytu Vrška Čuka.

Oprócz tego w złożach węgla brunatnego części pokładu grubości poniżej 1,5 m traktowane są jako pozabilansowe co wpływa na ich wykorzystanie. Dlatego istnieje znaczący ekonomiczny interes, aby to pytanie rozwijać, a odpowiedź autorzy traktowali kompleksowo poprzez kilkuletnie studyjne opracowanie. Z tego kompleksu w referacie przedstawiamy tylko podstawową ideę metody i technologii eksploatacji z jej najważniejszymi techniczno-ekonomicznymi parametrami.

1.2. Idea metody eksploatacji pokładów małej grubości

W całokształcie systemu podziemnej eksploatacji podstawowy i wyjściowy problem to zabierka, jako bazowa jednostka produkcji, stąd problem wyboru racjonalnych i optymalnych technicznych rozwiązań metody i technologii eksploatacji w odniesieniu do wcześniej przytoczonych warunków wstępnych optymalizacji parametrów techniczno-technologicznych.

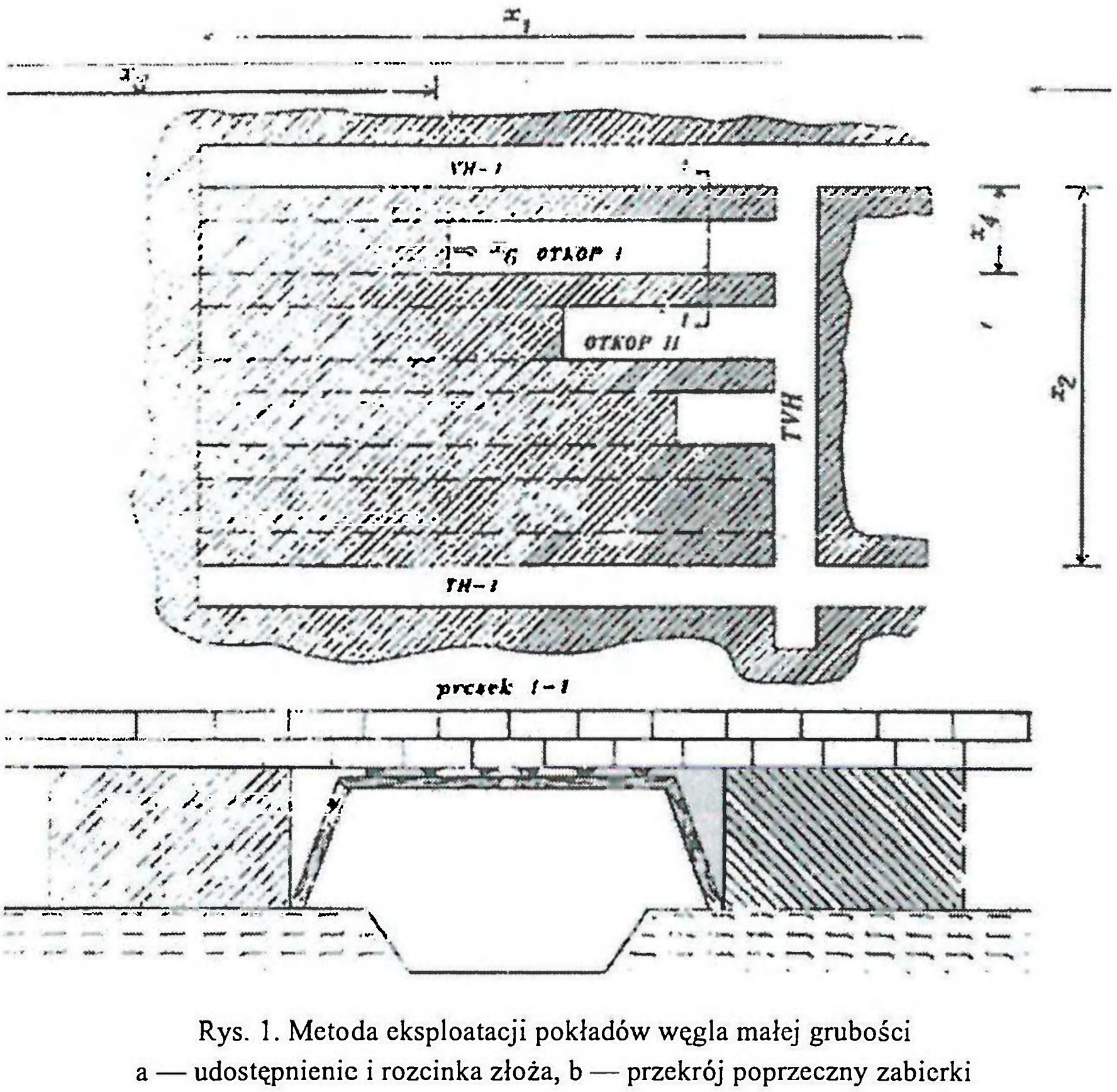
Najważniejsze, to aby przy każdym badaniu podziemnego systemu produkcyjnego techniczno-technologiczne rozwiązania wszystkich faz technologicznego kompleksu ukierunkować na kompleksową mechanizację i według możliwości, automatyzację procesu cyklu wydobywczego na zabierce, tak aby udział pracy fizycznej sprowadzić do minimum.

Żeby ten cel osiągnąć w warunkach pokładów małej grubości należy wykonać odpowiedni zakres robót przygotowawczych i konstrukcję zabierki.

Rozcinka pola eksploatacyjnego, tj. chodnika transportowego (TH) i wentylacyjnego (VH) we wzajemnej odległości x_2m, które między sobą są połączone transportowo-wentylacyjnym chodnikiem (TVH), na długości x_3m, dzieli się na bloki eksploatacyjne. Wymiary jednego bloku eksploatacyjnego umożliwiają przygotowanie „n" zabierek szerokości x_4 i długości x_3 z „ns" filarami ochronnymi.

Filar ochronny chodnika transportowego (TH) najpierw go chroni w bieżącym polu eksploatacyjnym jak również umożliwia jego wykorzystanie w fazie eksploatacji następnego pola eksploatacyjnego jako chodnik wentylacyjny (VH). Pokazane przygotowanie i konstrukcja zabierki dotyczy filarowego systemu eksploatacji z filarem ochronnym od strony starych zrobów.

Jak widać z rysunku 1, metoda opiera się na częściowej selektywnej eksploatacji z założeniem, że się stworzy niezbędną przestrzeń roboczą dla zastosowania kombinowanej maszyny. Urobiona skała płonna może być zdeponowana w starych zrobach lub wydobyta na powierzchnię.



Rys. 1. Metoda eksploatacji pokładów węgla małej grubości
a — udostępnienie i rozcinka złoża, b — przekrój poprzeczny zabierki

Fig. 1. Method of mining thin coal deposits
a — opening and development of a deposit, b — cross section of the face

1.2.1. Fazy technologiczne i czynności cyklu produkcji

Po wykonaniu rozcinki bloku eksploatacyjnego rozpoczyna się wydobycie. Przy zastosowaniu metody filarowej eksploatacji wyodrębnia się dwie fazy technologiczne z odpowiadającymi im cyklami produkcji:

— I faza: wydobycie węgla z zabierki,
— II faza: boczne wybieranie filara ochronnego.

Cykl produkcyjny pierwszej i drugiej fazy obejmuje operacje, które są elementami procesu wydobycia, załadunku, i transportu węgla, składowanie skały płonnej, stawianie lub rabowanie obudowy. Opisane operacje występują również w klasycz nych metodach eksploatacji. Sam zaś załadunek i transport przewiduje się maszynami ładująco-transportowymi (ładowarki kołowe) z napędem elektrycznym lub spalinowym, dopuszczonymi do pracy w warunkach zagrożenia metanowego.

Jako obudowę zabierki oprócz obudowy drewnianej przewiduje się stosowanie obudowy stalowej indywidualnej (pojedyncze stojaki cierne lub hydrauliczne i stropnice stalowe segmentowe).

1.2.2. Możliwe efekty wydobycia

W przedstawionej analizie uwzględniono złoże węgla zmiennej grubości od 1,3—1,8 m (średnio grubości 1,5 m) o łagodnym nachyleniu pokładu (1—6°). Spag pokladu stanowi warstwa gliny grubości około 1m.

Oto paramerty bloku eksploatacyjnego i zabierki:

— szerokość bloku eksploatacyjnego — 26,0 m,
— długość bloku eksoloatacyjnego — 28,5 m,
— szerokość zabierki — 4,0 m,
— szerokość filara ochronnego — 2,0 m,
— długość zabierki — 25,0 m,
— średnia grubość pokładu — 1,5 m,
— załadunek i odwóz odbywa się ładowarką kołową o pojemnoúci czerpaka — 2,3 m^3.

Na podstawie przedstawionych naturalnych i technicznych parametrów dla opisanej filarowej metody eksploatacji uzyskano następujące wskaźniki:

— wydajność na zabierce — 5,25 t/rdn,
— zuýycie obudowy (drzewa) — 0,02 m^3/t,
— zużycie materiału wybuchowego — 0,463 kg/t,
— zużycie paliwa (ładowarka spalinowa) — 0,540 l/t.

Porównywalna metoda stosowana jest w kopalni „Vrka uka", gdzie uzyskuje się wydajność z zabierki najczęściej poniżej 2 t/rdn, a pozostałe wskaźniki są większe lub w granicach zużycia normatywnego dla stosowanej metody.

1.3. Zakończenie

W referacie przedstawiony jest wycinek z opracowania: „Analiza możliwości eksploatacji pokładów węgla małej grubości z wykorzystaniem maszyn ładująco-transportowych". Przeprowadzona analiza potwierdza, że podane rozwiązania techniczne metody i technologii eksploatacji mogą być użytecznie wykorzystane w złożonych warunkach eksploatacji w odniesieniu do ekonomii, bezpieczeństwa i humanizacji pracy.

2. Wybór metody eksploatacji złotonośnych żył kwarcowych w kopalni „Grabova Reka" — złoża „Blagojev Kamen"

2.1. Wstęp

Wyjątkowo złożone warunki eksploatacji złotonośnych żył kwarcowych wymagają ciągłych badań i udoskonalania nowych metod i technologii eksploatacji.

W tym wypadku podstawowe kierunki wyboru metody eksploatacji należy obecnie szukać w możliwościach selektywnego wydobycia. Złożone warunki występowania żył kwarcowych często uniemożliwiają zastosowanie współczesnych metod, które pozwoliłyby osiągnąć wiekszą efektywność wydobycia, a zmuszają nas do stosowania mniej efektywnych metod.

W tym referacie, na podstawie analizowanych możliwości stosowanych metod eksploatacji obiera się metodę eksploatacji złotonośnych żył kwarcowych miąższości <2,2 m poziomymi

pasami po rozciągłości żyły z podsadzaniem wybranej przestrzeni. Do wybranej metody wykonuje się rozcinkę i roboty przygotowawcze.

Złoże „Blagojev Kamen" zalega w kierunku z północnego zachodu na południowy wschód po długości 25 km od rzek Todor i Debeli Lug na południu do Dunaju na północy po szerokości 3—5 km. Kopalnia „Grabova Reka" znajduje się na południowym krańcu złoża.

Budowa geologiczna złoża „Blagojev Kamen" jest bardzo złożona — składają się na nią osady starego paleozoika, metamorfity zielonego gnejsu i magmowe skały różnego geologicznego pochodzenia. Najgłębszą część przekroju geologicznego stanowią skały kompleksu gnejsów, środkową — zielonych gnejsów, górną — kompleks fillitów.

Identyczny sposób ulokowania żył kwarcowych w zielonym kompleksie margli o kącie zalegania od 60—70° i miąższości od 0,2 m do 1,52 m i długości po rozciągłości do 200 m ma decydujący wpływ na przygotowanie rozcinki złoża do eksploatacji złotonośnych żył kwarcowych małej grubości. Wykonanie podstawowego chodnika otwierającego (OHO) zabezpiecza selektywne prowadzenie robót strzałowych. Poziom wykonania OHO wyznaczony jest we wzajemnej odległości po wysokości żyły kwarcowej — minimum 30m ze względu na ilość robót przygotowawczych z jednej strony i możliwości serwisowych (dostawy materiałów) i przewietrzania wyrobisk z drugiej strony.

Najkorzystniejsza eksploatacja złotonośnych żył kwarcowych to eksploatacja poziomymi pasami z podsadzaniem przestrzeni poeksploatacyjnej. Dla wybranej metody eksploatacji najważniejsze jest wykonanie robót przygotowawczych do podsadzania bloku eksploatacyjnego pomiędzy dwoma skośnymi szybikami.

2.2. Rozcinka złoża

Wyrobiska udostępniające i rozcinające przy eksploatacji złotonośnych żył kwarcowych na obszarze Kopalni „Grabova Reka" mają wielofunkcyjne przeznaczenie. Ze względu na typ złoża, obiekty udostępniające i rozcinające wykonywane są pierwotnie jako wyrobiska badawcze, ale należy je tak prowadzić, aby mogły być ewentualnie wykorzystane dla potrzeb eksploatacji. Złoże udostępniono upadową i przekopami ze względu na zaleganie i warunki górniczo-geologiczne. Podstawowy chodnik udostępniający (OHO), prowadzony jest po rozciągłości kwarcowej żyły do jej wyklinowania. Wykonuje się go tak, aby umożliwiał selektywne prowadzenie robót.

W celu rozcinki złoża i zbadania składu eksploatowanych komponentów w kwarcowej żyle, z podstawowego chodnika udostępniającego do poziomów starych zrobów, czy wyższego podstawowego poziomu udostępniającego, bądź jeśli przewiduje się dwa lub więcej poziomów wydobywczych, wykonuje się skośne szybiki po kwarcowej żyle. Zależnie od przeznaczenia skośne szybiki magą być wykonane dla dwóch lub trzech oddziałów.

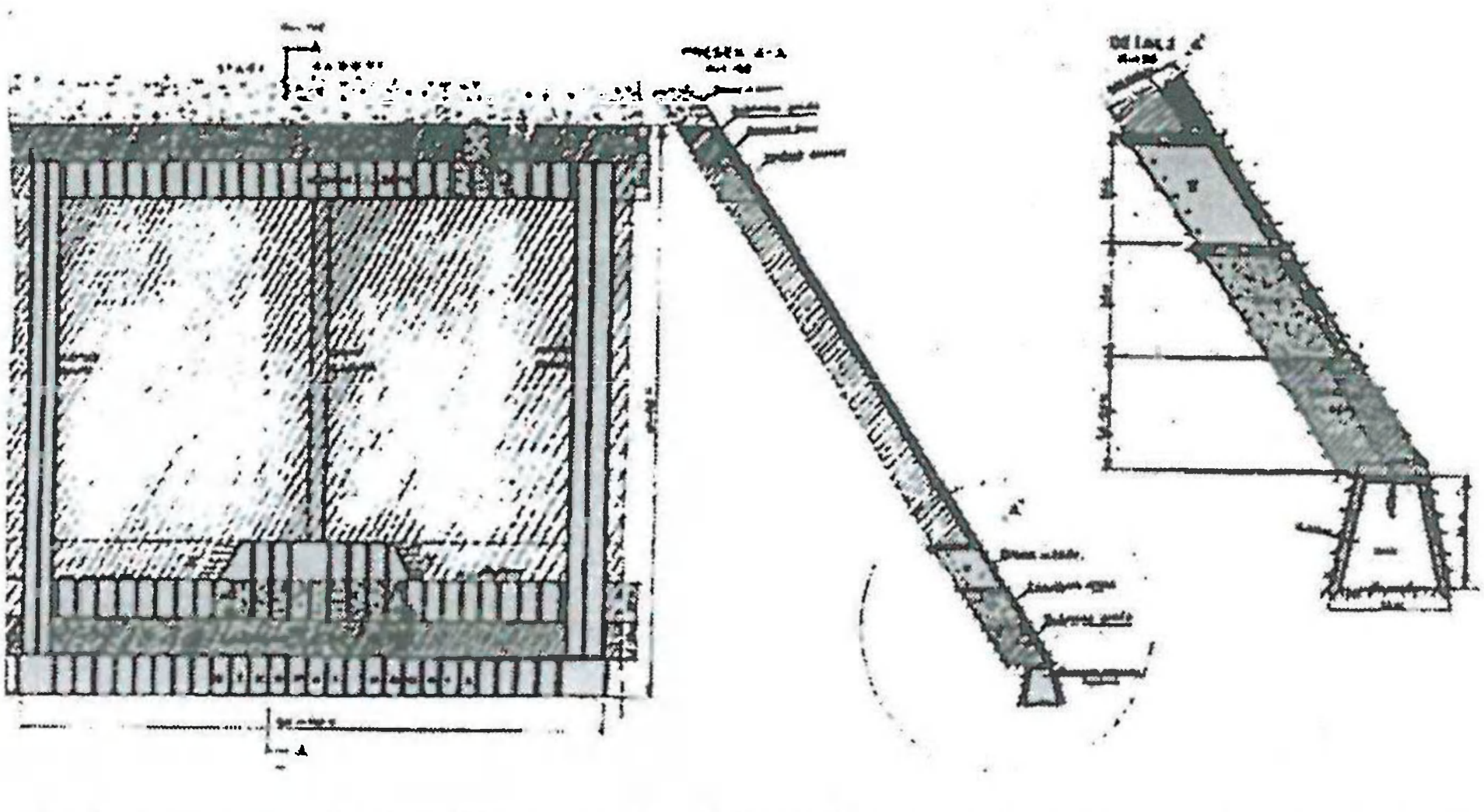
2.3. Wybór metody eksploatacji

Żyły kwarcowe są małej miąższości, stąd można stosować tylko metody umożliwiające selektywną eksploatację. Ponieważ miąższość żył jest zmienna jak również zmienna jest twardość rudy i otaczających skał przytacza się kilka metod eksploatacji, które można by przysposobić do eksploatacji żył kwarcowych.

Roboty związane z przygotowaniem złoża do eksploatacji są bezpośrednio związane z wyborem metody eksploatacji złotonośnych żył kwarcowych pasami po rozciągłości rudnej żyły, z dołu do góry z zasypywaniem przestrzeni poeks ploatacyjej jak pokazano na rysunkach 2 i 3.

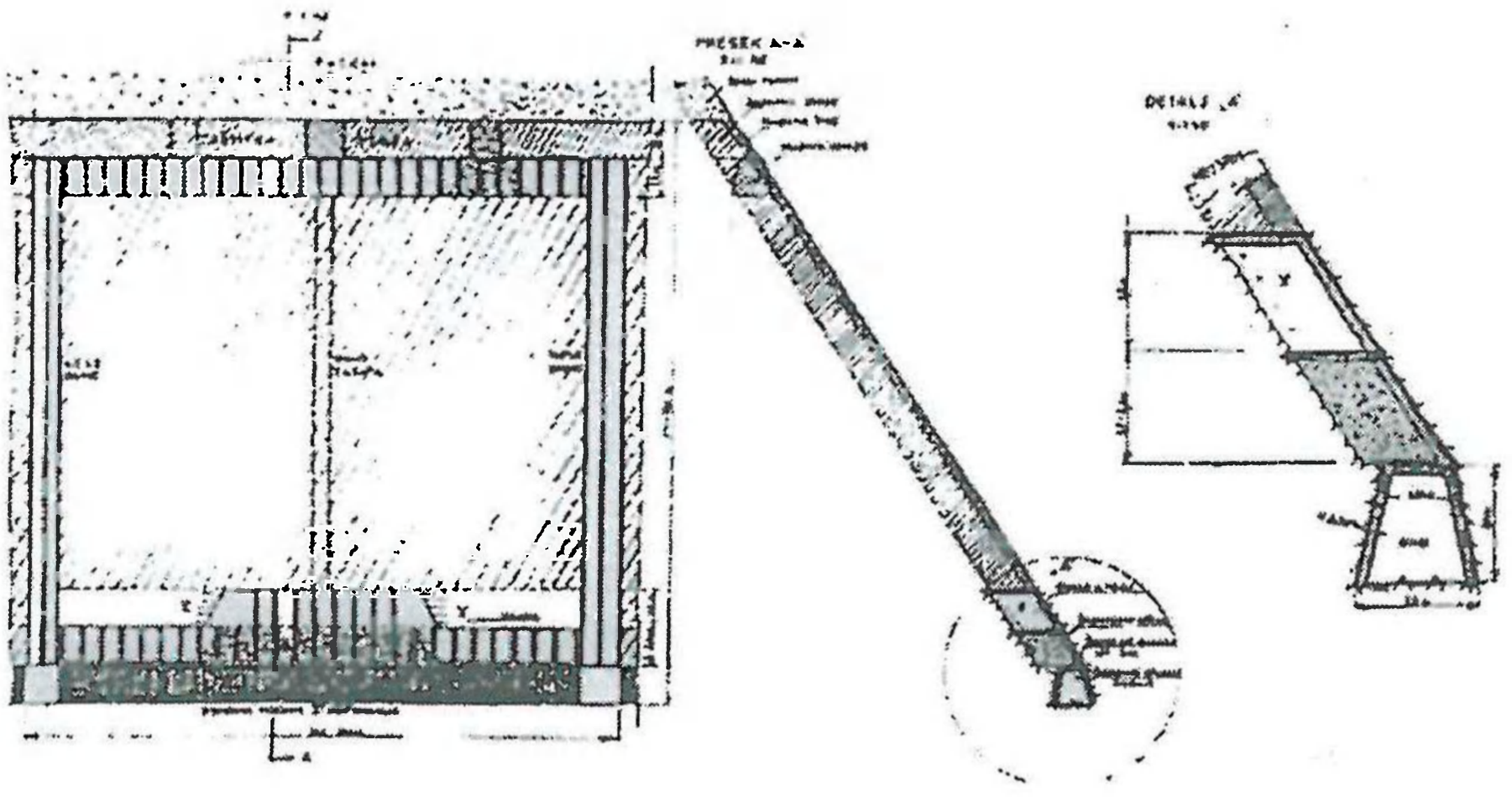
Podsadzanie bloku eksplatacyjnego można przeprowadzić dwoma metodami w zleżności od zawartości złota w kwarcowej żyle (rys. 2 i 3):

a) Jeśli zawartość złota jest wyższa od 20 gr/t chodnik przygotowawczy do wydobycia wykonuje się bezpośrednio nad obudową podstawowego chodnika udostępniającego złoże. (OHO), a chodnik podstawowy musi być w obudowie drewnianej (nie odzyskiwanej) o minimalnej średnicy elementów drewnianych odrzwi 20 mm, tak aby wykonana obudowa drewniana



Rys. 2. Eksploatacja złotonośnych żył kwarcowych, miąższości < 2,2 m (obudowa drewniana — nieodzyskiwana)

Fig. 2. Mining gold bearing quartz veins less than 2,2 m wide (timber support, non-recoverable)



Rys. 3. Eksploatacja złotonośnych żył kwarcowych, miąższości < 2,2 m (z pozostawieniem płyty zabezpieczającej)

Fig. 3. Mining gold bearing quartz veins less than 2,2 m wide (with a safeguard plate left in place)

mogła wytrzymać nacisk podsadzki łącznej wysokości bloku eksploatacyjnego (30—32 m). Długość chodnika przygotowawczego do rozpoczęcia eksploatacji (chodnik podsadzkowy) jest taka jak długość bloku eksploatacyjnego, jak również wzajemna odległość dwóch skośnych szybików, którymi udostępniono złoże (rys. 2).

b) Jeśli zawartość złota w żyle kwarcowej jest mniejsza od 20gr/t wybrano tańszą metodę, łatwiejszą technicznie pod względem wykonania. W tym przypadku chodnik przygotowawczy (chodnik podsadzkowy) nie wykonuje się bezpośrednio nad obudową podstawowego chodnika udostępniającego złoże (OHO). Pozastawia się płytę kwarcową zabezpieczającą o grubości od 1—2 m. W tym przypadku obudowę podstawowego chodnika OHO wykonuje się jako obudowę drewnianą o wzajemnej odległości odrzwi 0,8—1,0 m z opinką stropu i ociosów okorami (rys. 3).

Oprócz wykonania chodnika podsadzkowego, należy wykonać komorę przygotowania podsadzki ze starych zrobów, ze względu na planowaną eksploatację wyższych partii żyły kwarcowej.

W centralnej części bloku z poziomu podsadzania wykonuje się skośny szybik po żyle kwarcowej do poziomu, który jest niżej o 2,0 m pod poziomem starych zrobów (odległość kontroluje się przedwiertami). Z wykonanego skośnego szybika na poziomie o 4 m niżej od poziomu starych zrobów wykonuje się chodnik podsadzkowy w lewo i w prawo do końca bloku eksploatacyjnego, po żyle kwarcowej. Opisana sieć wyrobisk jest przygotowaniem bloku do eksploatacji.

2.3.1. Podsadzanie przestrzeni poeksploatacyjnej

Ilość materiału podsadzkowego zależy bezpośrednio od miąższości złotonośnej żyły kwarcowej i od szerokości bloku eksploatacyjnego. Przygotowanie materiału podsadzkowego na wypełnienie przestrzeni poeksploatacyjnej można uzyskać z trzech źródeł:

— ze starych zrobów, które znajdują się niebezpośrednio nad blokiem eksploatacyjnym,
— ze starych zrobów, które znajdują się z boku bloku eksploatacyjnego,
— z robót przygotowawczych i badawczych lub ze stropu żyły rudnej, w przypadku kiedy nie występują stare zroby (z zawału).

2.4. Zakończenie

Aby rozwiązać problem eksploatacji złotonośnej żyły kwarcowej w kopalni „Grabova Reka" o miąższości 2,2m przyjęto metodę eksploatacji z poziomymi pasami po rozciągłości żyły rudnej i wypełnianiu przestrzeni poeksploatacyjnej. Ponieważ prowadzi się selektywną eksploatację złotonośnej żyły kwarcowej, to osobno robotami strzałowymi urabia się kwarc a osobno towarzyszącą skałę płonna. Kwarc odwozi się do szybika rudnego, a rozdrobnioną skałą wypełnia się przestrzeń poeksploatacyjną.

Intensywność przyjętej metody eksploatacji, wysokość rocznego przesuwania frontu eksploatacyjnego:

$$h = \frac{h_0}{T_0 \times n_h} = \frac{69}{2{,}167 \times 3} = 10{,}61 \text{ m/rok}$$

h = 10,61 m/rok i stopień wykorzystania złoża — 95%.

3. Możliwości eksploatacji złoża małej grubości rudy boru „Pobrde"

3.1. Wstęp

W okolicy Baljevca na Ibrze stwierdzono zaleganie dwóch złóż rudy boru („Pobrde" i „Piskanja"), przy czym w mniejszym złożu „Pobrde" oprócz robót badawczych prowadzi się roboty udostępniające i rozcinające złoże, przygotowujące do podziemnego systemu eksploatacji. Ponieważ jest to pierwsze złoże rudy boru w Serbii, w którym należy rozpocząć eksploatację, ważne jest znalezienie racjonalnego systemu eksploatacji, co jest tematem tego referatu.

W 2000 roku na potrzeby badań technologicznych prowadzono próbną eksploatację pokładu rudy boru.

Na wybór racjonalnego systemu podziemnej eksploatacji mają wpływ różne czynniki, ale decydujący wpływ mają warunki naturalno-geologiczne.

W celu rozwiązania tego problemu w konkretnym przypadku złoża rudy boru „Pobrde" wykonane zostały badania naturano-geologicznych warunków i na podstawie identycznych wyników zastosowany jest system eksploatacji adaptowany do występujących warunków.

Autorzy uważają, że podstawowe warunki naturalno-geologiczne mające wpływ na wybór systemu eksploatacji rudy boru w złożu „Pobrde" są następujące:

1. Podstawowe warunki geologiczne (ograniczenie w przestrzeni; liczba pokładów przeznaczonych do eksploatacji; wielkość rezerw rudy boru; skład wykorzystywanych komponentów i skał towarzyszących rudzie boru; tektonika złoża, hydrogeologiczne warunki w złożu).
2. Warunki naturalne (zaleganie pokładowe i struktura masywu; grubość pokładów; głębokość eksploatacji).
3. Fizyczno-mechaniczne właściwości pokładów rudy boru i skał towarzyszących.

3.1.1. Naturalno-geologiczne warunki eksploatacji w złożu „Pobrde"

Na podstawie wyników dotychczasowych badań w złożu „Pobrde" mineralna parageneza składa się z kalemanitów i haulitów, zarejestrowano również obecność uleksitów.

Minerały boru występują w klasyczno-karbonowej wulkanogenno-sedymentacyjnej serii zbudowanej z drobnych laminamych i średnioziarnistych tufowych piaskowców, margli i glinek.

Karbonowe składniki serii (dolomitowe wapienie, margle i glinki) ułożone są przemiennie i powstały wyraźnie w płytko wodnych częściach słodkowodnego basenu. Okresowo w serii pojawiają się tufity krystalolitoklastyczne i tufity krystalo-witroklastyczne struktury dacitsko-andezytskiego składu.

Rudonośne pokłady powstały w ramach przytaczanych neogennych osadów i genetycznie związane są z młodym wulkanizmem, odnośnie gazy wulkaniczne (fu-marole) i hydrotermy, w których składzie znajdują się znaczne koncentracje boru.

W złożu potwierdzone jest występowanie dwóch pokładów, których średnia grubość I pokładu wynosi 1,6 m, a II pokładu 1,4 m, przy czym różnica wysokości pomiędzy tymi pokładami jest zmienna i najczęściej wynosi około 25 m.

Pokłady zalegają po rozciągłości w kierunku wschód-zachód z upadem w kierunku południowo-wschodnim ze zmiennym nachyleniem 15—25°. Występująca tektonika jest zbadana.

W oparciu o dotychczasowe badania, to złoże zaszeregowuje się do grupy złóż małych rozmiarów i złożonej postaci, w których występuje podział boru i szkodliwych mineralnych komponentów na granicy równomiernego i nierównomiernego rozmieszczenia. Skład komponentów w rudzie złoża „Pobrde" pokazany jest w tabeli 1.

Tabela 1. Skład złoża boru „Pobrde"

Table 1. Composition of the "Podbrde" boron deposit

Komponenty	Średni skład [%]	Standardowa dewiacja	Współczynnik wariacji [%]	Współczynnik ujednolicenia
B_2O_3	39,27	14,34	36,51	0,63
SiO_2	7,93	2,75	34,72	0,65
Fe_2O_3	0,84	0,35	55,00	0,45
CaO	26,87	3,13	11,65	0,88
MgO	2,3	1,17	51,00	0,49

Surowiec mineralny boru z tego złoża pod względem składu chemicznego stanowi dobry surowiec do produkcji koncentratu rudy boru (o składzie 40—42% B_2O_3), jak i surowiec do produkcji kwasu borowego. Dotychczasowe badania w warunkach urządzeń półprzemysłowych potwierdziły właściwości złoża.

Nad złożem „Pobrde" nie ma na powierzchni obiektów budowlanych, a w przybliżeniu środkiem dłuższej osi płynie wezbrany „Pobrđski potok". Przy prowadzeniu robót eksploatacyjnych bardzo ważnym zadaniem będzie uniemożliwienie dopływu wody do strefy eksploatacyjnej ze względu na rozpuszczalność składników mineralnych rudy boru w wodzie.

Badania fizyczno-mechanicznych właściwości pokładów rudy boru i towarzyszących warstw złoża „Pobrde" przeprowadzone zostały w 1991 roku. Zbadano:

— ciężar właściwy γ [kNm^{-3}],
— jednoosiowa wytrzymałość na ściskanie σ_p [$daNcm^{-2}$],
— wytrzymałość na rozciąganie σ_z [$daNcm^{-2}$],
— kąt tarcia wewnętrznego [°],
— kohezja c [$daNcm^{-2}$],
— prędkość elastycznych fal wzdłużnych Vp [m/s],
— prędkość elastycznych fal poprzecznych Vs [m/s],
— dynamiczny współczynnik Poisona μD,
— dynamiczny moduł elastyczności ED [GNm^{-2}].

Wyniki badań przedstawiono w tabeli 2.

3.2. Wybór systemu eksploatacji

W basenie Jarandolskom w 1967 r. stwierdzono występowanie mineralizacji boru przy prowadzeniu robót badawczych ukierunkowanych na poszerzenie bary surowcowej magnezytu

Tabela 2. Fizyko-mechaniczne własności pokładów rudy boru i warstw towarzyszących złoża „Pobrde"

Table 2. Physical and mechanical properties of boron ore and host rocks in the "Pobrde" deposit

Rodzaj skał	Nazwa i wartość parametru								
	γ	σ_p	σ_z	c	φ	V_p	V_s	μ_o	ED
Stropowe glinki i margle	23,63	356,46	53,24	54,37	33°3′	3 122	1 546	0,34	15,57
Spągowe gliny i margle	23,84	362,90	33,91	61,72	23°45′	3 304	1 535	0,36	17,01
Ruda kalemanitu i haulitu	22,81	100,99	25,29	15,81	42°49′	4 592	2 154	0,36	27,98
Stropowe glinki i margle	23,70	263,56	36,50	43,84	40°11′	3 026	1 647	0,28	18,00
Spagowe glinki	23,41	248,83	22,15	47,22	34°12′	5 893	2 792	0,35	49,89
Ruda kalemanitu i haulitu	22,68	146,69	18,25	22,89	37°1′	3 153	1 712	0,27	16,84

i węgla. W 1983 r. rozpoczęto szeroki zakres robót badawczych w części złoża „Pobrde". W 1988 r. potwierdzono występowanie mineralizacji boru w złożu „Piskanja" o daleko większych zasobach rudy boru i towarzyszących minerałów. W złożu „Pobrde" badania prowadzono metoda kombinowaną: prospekcją, wierceniem otworów z powierzchni i robotami górniczymi.

Na metodę udostępnienia złoża „Pobrde "podstawowy wpływ mają: zaleganie, lokalizacja, konfiguracja powierzchni terenu i wykonane górnicze roboty badawcze.

Biorąc pod uwagę te czynniki wybrano metodę skośnych i pionowych wyrobisk, z których główne to wyrobiska transportowe i wentylacyjne, które są ze sobą wzajemnie połączone wyrobiskami rozcinającymi złoże — eksploatacyjnymi.

Występujące dwa rudonośne pokłady warunkują eksploatację równoległą, przy czym eksploatacja górnego pokładu musi wyprzedzać eksploatację dolnego pokładu.

Uwzględniając warunki naturalno-geologiczne należy wybrać komorowo-filarowy system eksploatacji z zastosowaniem technologii robót strzałowych, a pozostałe fazy przebiegają następująco:

— wykonanie wyrobisk górniczych, klasyczną metodą wiercenia i strzelania,

— załadunek urobku; zmechanizowany poprzez zastosowanie maszyn ładujących,

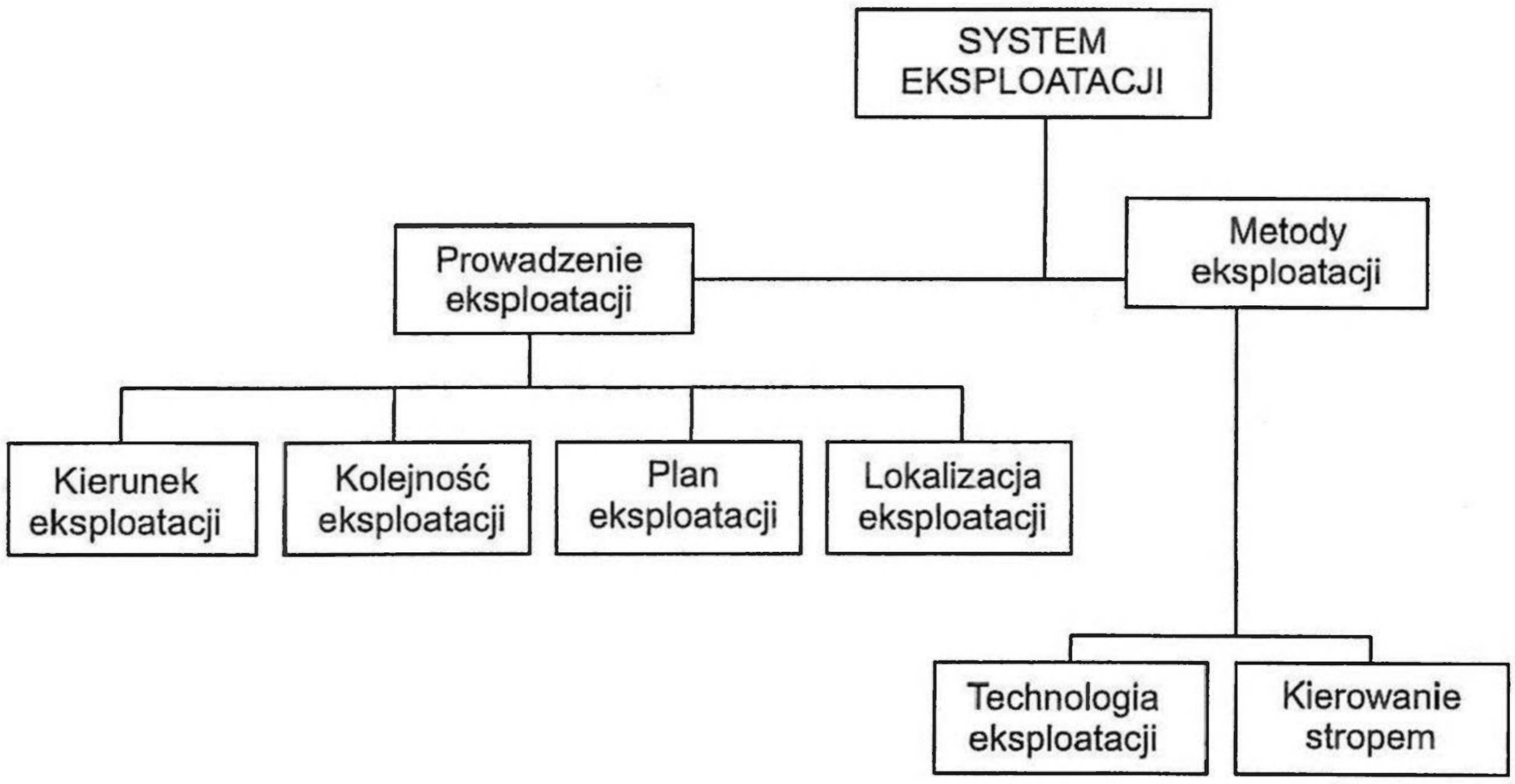
— transport urobku — kombinowany.

Przykładowy schemat procesu technologicznego eksploatacji rudy boru ze złoża „Pobrde" zamieszczono na rysunku 4.

Ze względu na właściwości surowca mineralnego i występowanie wody w złożu bardzo istotne jest kierowanie stropem i wypełnianie przestrzeni poeksploatacyjnej.

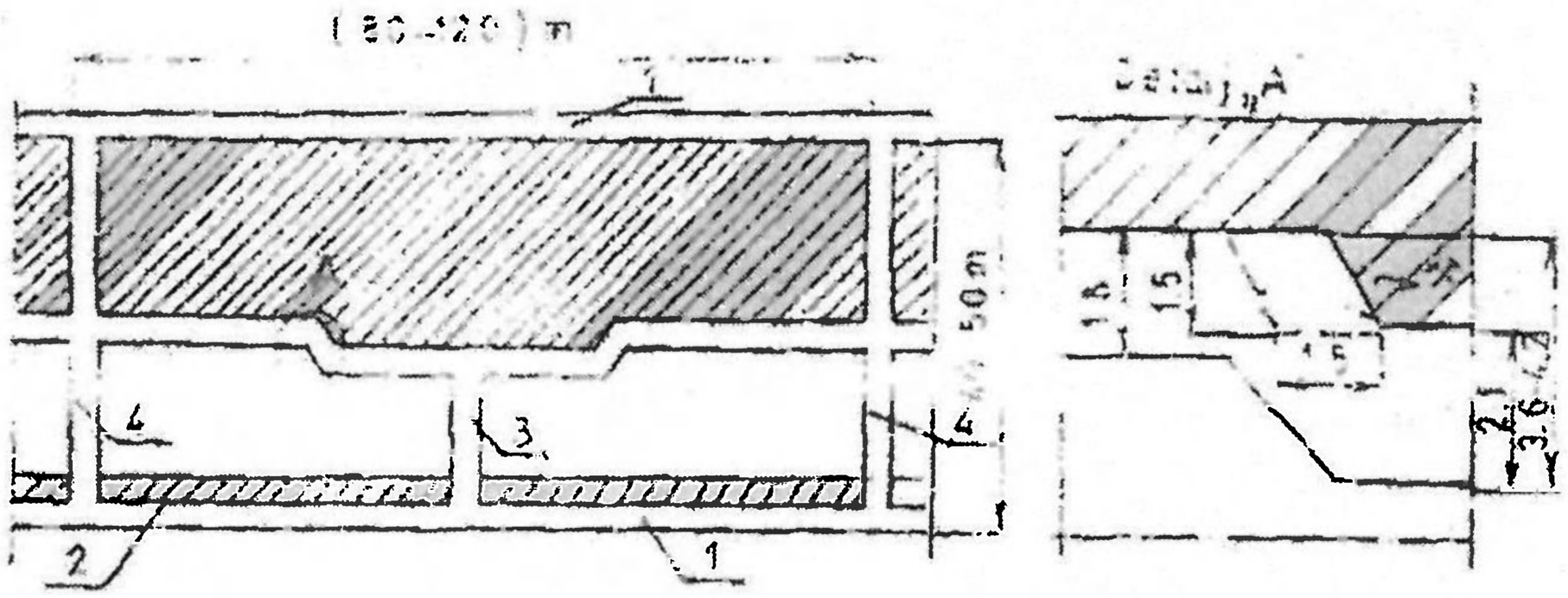
Racjonalną wydaje się eksploatacja po rozciągłości począwszy od niższych ku wyższym poziomom, z dwuskrzydłowym rozmieszczeniem.

Schemat takiej metody eksploatacji przedstawiono na rysunku 5.



Rys. 4. Przykładowy schemat procesu technologicznego eksploatacji rudy boru ze złoża „Pobrde"

Fig. 4. Example of the organisational chart of the technological process of boron mining from "Pobrde" deposit



Rys. 5. Schemat eksploatacji złoża rudy boru „Pobrde"

Fig. 5. Mining method of "Pobrde" boron deposit

3.3. Zakończenie

Naturalno-geologiczne warunki w złożu minerałów boru „Pobrde" mają decydujący wpływ na wybór racjonalnego systemu eksploatacji. W konkretnych warunkach opracowana została metodologia wyboru systemu eksploatacji w aspekcie oceny techniczno-ekonomicznej i bezpieczeństwa podziemnej metody wydobycia.

Osiągnięcia i doświadczenia zdobyte w trakcie prac w złożu „Pobrde" wykorzystane zostaną przy udostępnieniu drugiego znacznie cenniejszego złoża „Piskanja".

Literatura

[1] Gagić D., Gligorić Z. i in., 1995: *Metoda eksploatacji pokładów węgla małej grubości, z wykorzystaniem maszyn ładująco-transportowych*. XXVII Sympozjum, Bor.

[2] Manić I., Ljubojev M. i in., 1996: *Wybór metody eksploatacji złotonośnych żył kwarcowych w kopalni Grabova Reka — Blagojev Kamen*. XXVIII Sympozjum, Bor.

[3] Ivković M., 2001: *Wpływ robot górniczych w złożu minerałów boru „Pobrde" na środowisko naturalne*. III międzynarodowe sympozjum „Górnictwo a ochrona środowiska" MEP'01, Belgrad.

[4] Gligorić Z., 1995: *Określenie warunków stosowania maszyn z silnikami diezla w kopalniach węgla*. Praca magisterska, Belgrad.

[5] Gagić D. i in., 1995: *Główny projekt górniczy podziemnej eksploatacji złoża „Bukovica" lokalizacja „Glavica"*, Belgrad.

Possibilities of mining thin deposits in Yugoslav conditions

Abstract

Complex conditions in mining metal, coal and other non-metallic commodities demand constant improvement in methods and technologies. Basic development direction lies in mining using short walls and in intense mechanization of operations. Particular problems are coupled with mining thin orebodies, frequently encountered in Yugoslavia, but very rarely extracted due to lack of experience.

Problem of mining thin orebodies (below 1.8 m high) is a difficult one due to the factors associated with profitability. This paper presents conditions, parameters and possibilities of mining thin deposits of coal and boron as well as gold bearing quartz veins.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1203—1216

Marian TUREK
Państwowa Agencja Restrukturyzacji Górnictwa Węgla Kamiennego S.A., Katowice

Analiza ekonomicznej efektywności wybierania cienkich pokładów węgla kamiennego

Słowa kluczowe

Zasoby węgla kamiennego – pokłady cienkie – efektywność eksploatacji

Streszczenie

Przedstawiono stan zasobów bilansowych i operatywnych węgla kamiennego według grubości pokładów, a także udział wydobycia węgla z pokładów o grubości do 1,5 m. Dokonano podziału kopalń według kategorii udziału wydobycia z pokładów cienkich na cztery grupy. Do kopalń eksploatujących pokłady cienkie zaliczono kopalnie z grupy III i IV o udziale wydobycia z pokładów cienkich powyżej 15%. Wskazano kierunki rozwoju mechanizacji ścian niskich i możliwości uzyskania ekonomicznej efektywności wybierania pokładów cienkich. Wzrost koncentracji wydobycia jest warunkiem uzyskania ze ścian niskich dobrych wyników ekonomicznych.

1. Wstęp

W miarę wyczerpywania się pokładów o grubości powyżej 1,5 m, utrzymanie wydobycia węgla na niezbędnym poziomie może okazać się problematyczne. Narzuca to konieczność rozwiązania problemu efektywnego wydobycia węgla kamiennego z pokładów cienkich przez doskonalenie technologii znanych już w latach osiemdziesiątych i stosowanych jeszcze na początku lat dziewięćdziesiątych oraz poszukiwanie nowych technologii eksploatacji. Jednym z czynników pozwalających na obniżenie kosztów wydobycia z pokładów cienkich jest uzyskanie wysokiej koncentracji produkcji. Problem ten jest bardziej złożony niż w innych przedziałach grubości eksploatowanych pokładów i należy go rozpatrywać nie tylko w obszarze technicznym i ekonomicznym ale również ergonomicznym.

Zastosowanie najnowszych rozwiązań oferowanych przez krajowy przemysł maszyn górniczych oraz poprawa organizacji pracy doprowadziły już do znaczącego wzrostu koncentracji produkcji z jednej ściany. Nie osiągnięto jednak zadawalających wyników produkcyjnych ze ścian w pokładach cienkich do 1,5 m, za które należy przyjąć wydobycie jak podaje W. Sikora [1] na poziomie 3000 t/d. W latach osiemdziesiątych opracowano wiele programów eksploatacji pokładów cienkich przy zastosowaniu kombajnów niskich i strugów węglowych.

Strugi były konstruowane do wybierania węgli średnio i trudno urabialnych. Próby były prowadzone w 6 kopalniach (Staszic, Wesoła, Sośnica, Knurów, Piast i Brzeszcze). Barierą rozwoju mechanizacji ścian niskich okazał się brak odpowiedniej maszyny urabiającej zarówno kombajnów ścianowych jak i strugów węglowych. Program przewidywał uzyskanie zamówienia rządowego i zakup licencji za granicą. Przyjęto wówczas zasadę, że maszyny urabiające należy budować w oparciu o doświadczenia firm zagranicznych, natomiast obudowy zmechanizowane i przenośniki ścianowe miały być produkcji krajowej. Kopalnie dysponowały obudowami typu Glinik 066/16 i Glinik 55/15. Obudowy te były zaprojektowane w latach siedemdziesiątych i do dnia dzisiejszego są stosowane w ścianach niskich, a przenośniki były dostosowane do ścian krótszych do 200 m. Na początku lat dziewięćdziesiątych kontynuowano w kilku kopalniach prace wdrożeniowe w zakresie kompleksów niskich z użyciem kombajnów ścianowych (Dębieńsko, 1 Maja, Brzeszcze, Zofiówka). Jednocześnie sukcesywnie odstępowano od techniki strugowej i ostatnie urządzenie strugowe wycofano z eksploatacji w 2000 r.

Przy zastosowaniu techniki kombajnowej podstawowym problemem okazało się rozmieszczenie poszczególnych podzespołów maszyn tak, aby w małej przestrzeni można było uzyskać odpowiedni prześwit pod kombajnem, który jest wymagany dla dwukierunkowego urabiania a także małe gabaryty maszyny. Doświadczenia wykazały, że najlepszym rozwiązaniem jest posadowienie kombajnu częściowo na trasie przenośnika, a częściowo w polu roboczym. W warunkach niskiej ściany wymiary maszyny urabiającej mają istotny wpływ na skuteczne przewietrzanie ściany. W eksploatacji ścian niskich technika kombajnowa jest równouprawniona z techniką strugową.

2. Zasoby węgla kamiennego według grubości pokładów

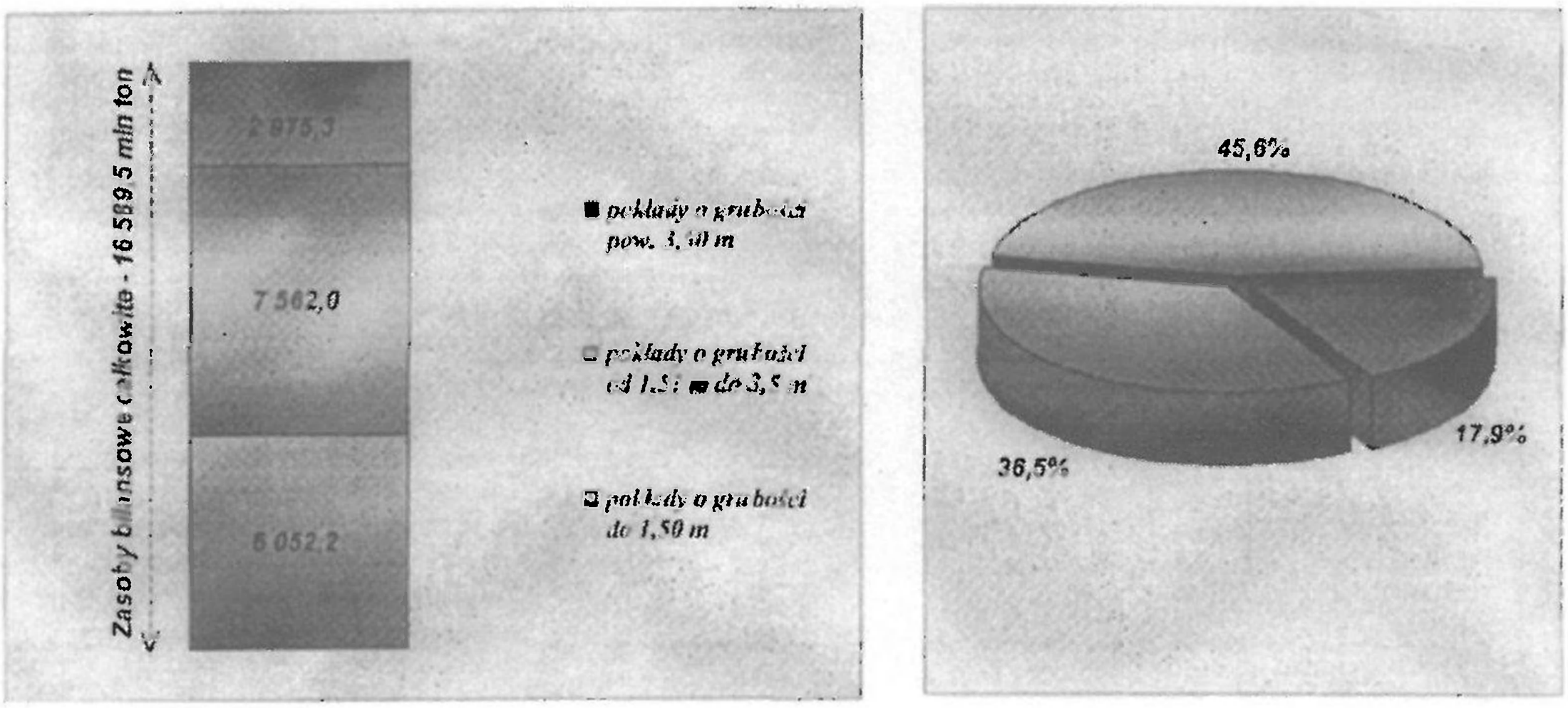
Według stanu na dzień 31.12.2000 r., zasoby bilansowe w pokładach cienkich o grubości do 1,5 m wynoszą 6052,2 mln ton, co stanowi 36,5% całkowitych zasobów bilansowych. Z zasobów tych przewiduje się wyeksploatować tylko 1399,0 mln ton, tj. około 23% (są to tzw. zasoby operatywne), podczas gdy w przypadku zasobów w pokładach o grubości powyżej 1,5 m przewiduje się wykorzystanie na poziomie 39%. W stosunku do ogólnej ilości zasobów operatywnych (5478,8 mln ton), zasoby operatywne w pokładach o grubości do 1,5 m stanowią 25,5%. Na rysunku 1 i 2 przedstawiono ilość zasobów bilansowych i operatywnych według grubości pokładów.

Podział zasobów według grubości pokładów w ogólnych zasobach operatywnych poszczególnych kopalń przedstawiono w tabeli 1. Wynika z niego, że z 41 obecnie czynnych kopalń (ZG Bytom I zakończył wydobycie 30 czerwca 2001 r.) 13 posiada w pokładach cienkich ponad 30% zasobów operatywnych.

3. Produkcja w pokładach cienkich

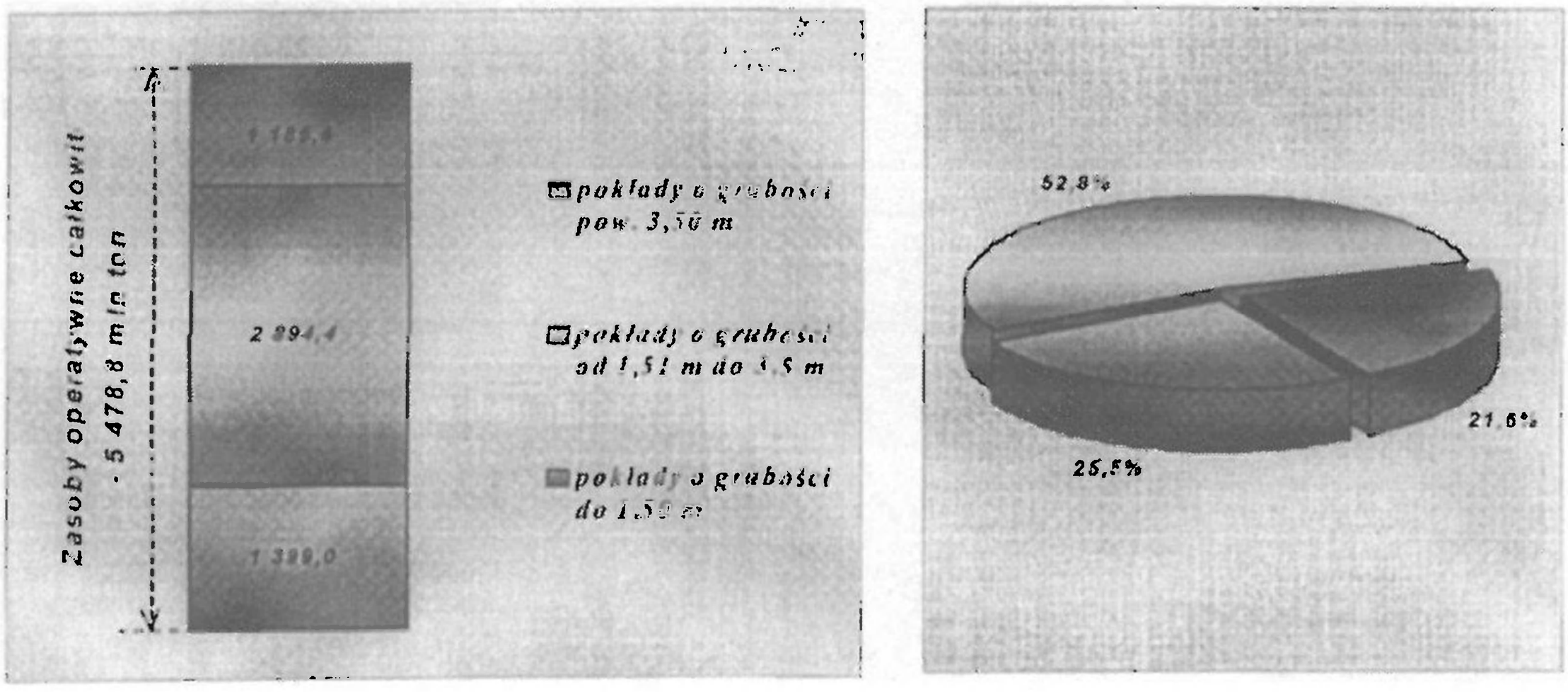
Na rysunku 3 przedstawiono udział wydobycia w kopalniach z pokładów cienkich w czerwcu 2001 r. począwszy od najwyższego udziału do najniższego.

Udział wydobycia z pokładów cienkich jest znacznie niższy niż wynikałoby to z udziału tych pokładów w ogólnych zasobach. Część kopalń posiadających znaczne zasoby w pokładach cienkich, aktualnie w ogóle nie prowadzi w nich eksploatacji.



Rys. 1. Zasoby bilansowe węgla kamiennego według grubości pokładów (stan na dzień 31.12.2000 r.)

Fig. 1. Balance reserves of hard coal according to seam thickness (situation as of 31.12.2001)



Rys. 2. Zasoby operatywne węgla kamiennego według grubości pokładów (stan na dzień 31.12.2000 r.)

Fig. 2. Mineable hard coal reserves according to seam thickness (situation as of 31.12.2000)

Można zatem przypuszczać, że kopalnie podejmują się eksploatacji pokładów o grubości do 1,5 m w przypadkach jednoznacznie uzasadnionych np. względami bezpieczeństwa (zagrożenie tąpaniami, samozapłon) lub gdy nie posiadają innych pokładów.

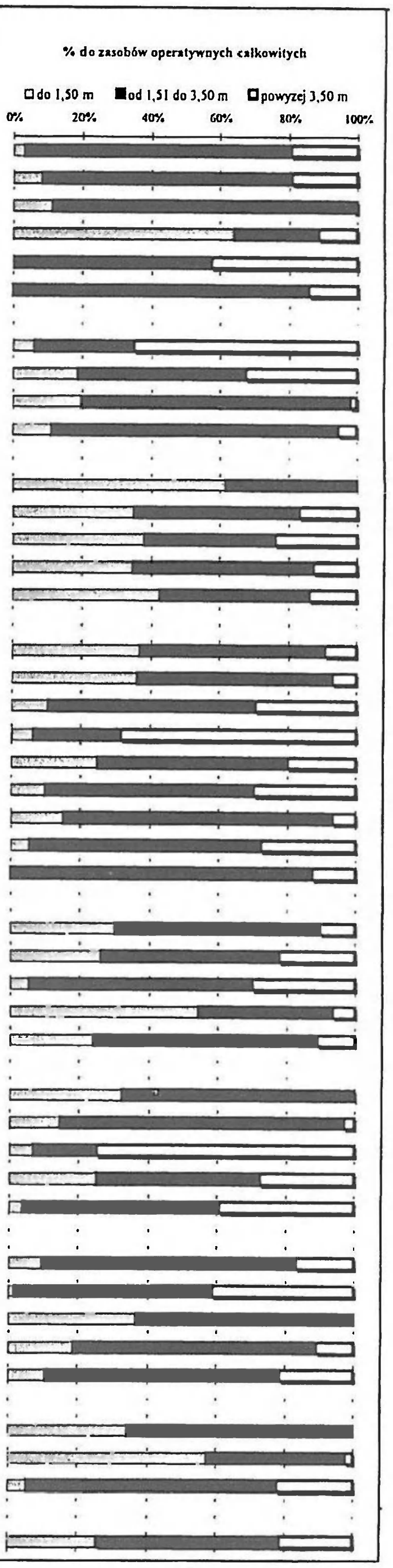
W skali przemysłu węglowego udział wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m wynosił odpowiednio:

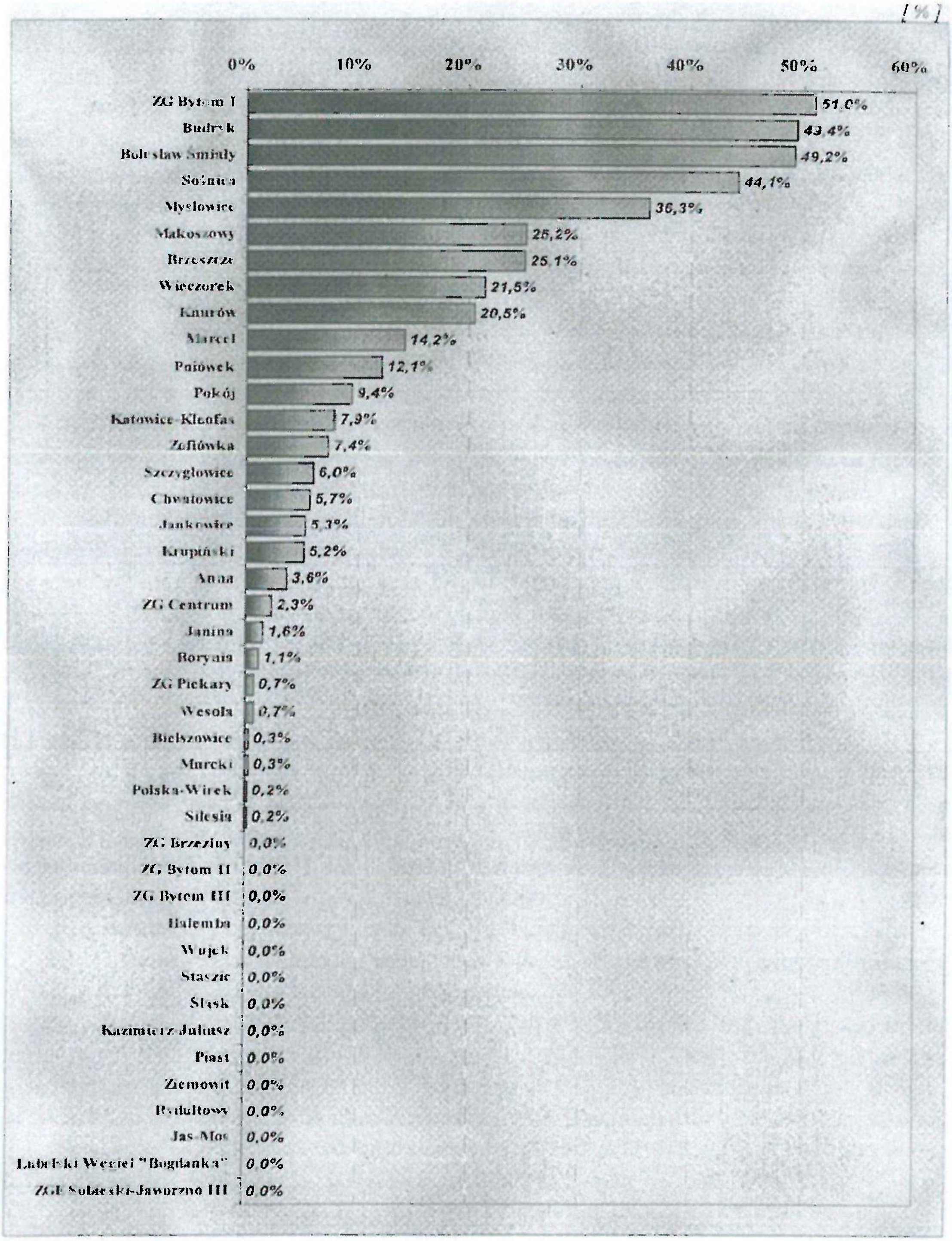
— w 1998 roku — 17,9%,
— w 1999 roku — 16,0%,
— w 2000 roku — 13,0%,
— w I półr. 2001 roku — 8,7%.

Tabela 1. Podział zasobów operatywnych węgla kamiennego według grubości pokładów (stan na 31.12.2000 r.)

Table 1. Division of mineable hard coal reserves at active horizons according to seam thickness (situation as of 31.12.2000)

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	15,1	0,5	3%	11,7	77%	3,0	20%
2	ZG Piekary	8,9	0,7	8%	6,4	72%	1,7	19%
3	ZG Centrum	41,4	4,8	12%	36,1	87%	0,5	1%
4	ZG Bytom I	6,2	4,0	64%	1,5	24%	0,7	11%
5	ZG Bytom II	13,1	0,0	0%	7,5	57%	5,6	43%
6	ZG Bytom III	42,3	0,0	0%	36,2	86%	6,1	14%
	Rudzka Spółka Węglowa							
7	Bielszowice	189,2	11,8	6%	53,9	28%	123,5	65%
8	Halemba	235,3	44,7	19%	113,3	48%	77,4	33%
9	Polska-Wirek	32,1	6,4	20%	25,1	78%	0,6	2%
10	Pokój	38,2	4,4	11%	31,7	83%	2,1	5%
	Gliwicka Spółka Węglowa							
11	Bolesław Śmiały	43,5	26,9	62%	16,6	38%	0,0	0%
12	Knurów	158,0	55,1	35%	76,1	48%	26,8	17%
13	Makoszowy	225,6	85,7	38%	85,4	38%	54,5	24%
14	Sośnica	82,9	28,6	35%	43,7	53%	10,6	13%
15	Szczygłowice	282,6	120,1	43%	123,3	44%	39,1	14%
	Katowicka Grupa Kapitałowa							
16	Katowice-Kleofas	17,5	6,4	37%	9,5	54%	1,6	9%
17	Murcki	165,0	59,3	36%	94,1	57%	11,6	7%
18	Mysłowice	30,0	3,2	11%	17,9	60%	8,9	30%
19	Wesoła	226,0	14,5	6%	56,3	25%	155,2	69%
20	Wieczorek	25,1	6,2	25%	13,9	55%	5,1	20%
21	Wujek	59,1	5,8	10%	35,5	60%	17,7	30%
22	Staszic	227,0	34,6	15%	177,1	78%	15,3	7%
23	Śląsk	43,2	2,4	6%	28,8	67%	12,0	28%
24	Kazimierz-Juliusz	23,9	0,0	0%	20,9	87%	3,0	13%
	Nadwiślańska Spółka Węglowa							
25	Brzeszcze	86,8	26,0	30%	52,0	60%	8,9	10%
26	Janina	864,0	223,9	26%	447,5	52%	192,6	22%
27	Piast	129,3	7,0	5%	83,3	64%	39,0	30%
28	Silesia	194,6	105,7	54%	76,3	39%	12,5	6%
29	Ziemowit	360,7	87,0	24%	234,2	65%	39,6	11%
	Rybnicka Spółka Węglowa							
30	Rydułtowy	64,6	20,8	32%	43,8	68%	0,0	0%
31	Anna	25,6	3,8	15%	21,0	82%	0,8	3%
32	Marcel	135,8	9,4	7%	24,5	18%	102,0	75%
33	Chwałowice	248,3	61,7	25%	117,6	47%	69,0	28%
34	Jankowice	149,9	5,9	4%	85,1	57%	58,9	39%
	Jastrzębska Spółka Węglowa							
35	Borynia	43,6	4,2	10%	32,0	73%	7,4	17%
36	Jas-Mos	31,3	0,5	2%	17,9	57%	12,9	41%
37	Krupiński	44,2	16,1	36%	28,1	64%	0,0	0%
38	Pniówek	116,5	21,9	19%	82,0	70%	12,6	11%
39	Zofiówka	44,5	4,8	11%	30,0	68%	9,7	22%
	Kopalnie samodzielne							
40	Lubelski Węgiel "Bogdanka"	265,3	90,2	34%	175,1	66%	0,0	0%
41	Budryk	308,5	176,8	57%	124,8	40%	6,9	2%
42	ZGE Sobieski-Jaworzno III	134,1	7,2	5%	96,9	72%	30,0	22%
	Razem - kopalnie czynne	5 478,8	1 399,0	26%	2 894,4	53%	1 185,4	22%





Rys. 3. Udział wydobycia węgla z pokładów o grubości do 1,5 m w wydobyciu ogółem w poszczególnych kopalniach w czerwcu 2001 r.

Fig. 3. The share of output from thin seams up to 1.5 m, in total production at particular mines in June of 2001

Jedno z największych doświadczeń w eksploatacji pokładów cienkich z zastosowaniem nowoczesnej techniki kombajnowej posiadała kopalnia „Dębieńsko". Uzyskane w trakcie zwiększania koncentracji wydobycia ze ścian niskich doświadczenia techniczne w tej kopalni były prezentowane w formie sympozjów oraz wielokrotnie opisywane w literaturze fachowej.

W KWK „Dębieńsko" został wdrożony projekt celowy pt. „Intensywna eksploatacja pokładów cienkich", którego realizację umożliwiły środki przekazane z KBN. Efektem realizacji projektu było wyprodukowanie nowego kompleksu ścianowego.

Kompleks ten składał się z:

— kombajnu ścianowego KSE 360,
— przenośnika ścianowego GSW- PS-750/nxN,
— przenośnika podścianowego GSW- PP-750/nxN,
— obudowy ścianowej GSW-075/20-Poz; Glinik-066/16-OzK.

W kompleksie tym zastosowano wiele nowoczesnych i nowatorskich rozwiązań technicznych, które pozwalały na uzyskanie wysokiej koncentracji wydobycia ze ścian niskich.

W warunkach KWK „Dębieńsko", w ścianie niskiej o wysokości 1,2—1,4 m uzyskano szczytowe wydobycie 4000 t/d. Wyżej przedstawiony kompleks ścianowy należy uznać za nowoczesny i znajduje się on nadal w ofercie polskich producentów maszyn górniczych.

W 2002 roku planuje się uruchomienie łącznie 19 ścian niskich w 10 kopalniach. Wysokość tych ścian będzie się wahała w granicach 1,1—1,5 m, a długość około 250 m. Podstawowe wyposażenie ścian będą stanowiły nadal obudowy typu Glinik 066/16 i Glinik 08/22 oraz kombajny KGS-245 i przenośniki Rybnik-225/750 o profilu niskim. Spośród 13 kopalń posiadających ponad 30% udostępnionych zasobów w pokładach cienkich, tylko w 4 kopalniach planuje się uruchomienie w 2002 r. produkcji ze ścian niskich.

Eksploatacja ścian niskich wiąże się ściśle z warunkami ergonomicznymi pracy człowieka. Występujące bariery ergonomiczne w mechanizacji ścian niskich w znacznym stopniu wpływają na wzrost kosztów wytworzenia tych maszyn jak również obsługi, konserwacji i remontów bieżących. Istnieje problem ergonomicznego poruszania się ludzi i dogodność obsługi urządzeń zainstalowanych w ścianie niskiej. Jak podaje J. Bajorski i inni [2] istnieje nadrzędność kryterium dogodności przejścia i musi decydować o wyborze rodzaju obudowy zmechanizowanej. Doświadczenia eksploatacyjne wykazały, że najbardziej przydatną z punktu widzenia ergonomicznego jest obudowa dwustojakowa, nowej generacji w miejsce czterostojakowej.

Podstawową przyczyną rezygnacji przez kopalnie z eksploatacji w pokładach cienkich jest ograniczona możliwość osiągnięcia w nich wysokiej koncentracji wydobycia. Wynika to z następujących uwarunkowań:

— w ścianach niskich nie jest praktycznie możliwe zwiększenie postępu poprzez zwiększenie zabioru kombajnu, gdyż przy małej wysokości ściany powoduje to utrudniony załadunek urobku, co wpływa na pogorszenie warunków urabiania i wzrost zapylenia,
— w pokładach silnie metanowych wielkość wydobycia ograniczona jest możliwością dostarczenia odpowiedniej ilości powietrza, ze względu na mały przekrój ściany,
— obowiązujące przepisy górnicze ograniczają długość ściany o wysokości poniżej 2,0 m do 250 m, ze względu na bezpieczeństwo zatrudnionej w niej załogi,
— oferowane wyposażenie techniczne dla ścian niskich prowadzonych w trudnych warunkach geologiczno-górniczych nie zawsze pozwala na osiągnięcie wysokich wyników produkcyjnych.

W oparciu o dotychczasowe doświadczenia można stwierdzić, że przy obecnie dostępnym wyposażeniu technicznym dla ścian niskich, możliwe jest uzyskanie wydobycia średniego około 2000 t/d ze ściany o wysokości 1,5 m. Aktualnie obserwuje się w wielu kopaniach zjawisko całkowitego odchodzenia od eksploatacji ścian niskich, pomimo znacznych zasobów operatywnych węgla w pokładach o grubości do 1,5 m. Udział wydobycia ze ścian niskich w wydobyciu ogółem z roku na rok drastycznie maleje i o ile w 1999 r. wynosił 16%, to w 2001 r. wynosi już tylko 8,7%.

Tabela 2. Kopalnie węgla kamiennego według kategorii udziału wydobycia węgla z pokładów o grubości do 1,5 m (w I półroczu 2001 r.)

Table 2. Hard coal mines according to category of the share of output from seam with thickness up to 1.5 m, in total production (in 1st half of 2001)

Grupa I	Grupa II	Grupa III	Grupa IV
kopalnie bez udziału wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m (wydobycie wyłącznie z pokładów o grubości pow. 1,5 m)	kopalnie bez udziału wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m od 0,1 do 15% wydobycia ogółem	kopalnie bez udziału wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m od 16 do 30% wydobycia ogółem	kopalnie bez udziału wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m pow. 30% wydobycia ogółem
1. ZG Brzeziny 2. Zg Bytom II 3. ZG Bytom III 4. Halemba 5. Wujek 6. Staszic 7. Śląsk 8. Kazimierz-Juliusz 9. Piast 10. Ziemowit 11. Rydułtowy 12. Jas-Mos	1. Silesia 2. Polska-Wirek 3. Murcki 4. Bielszowice 5. Wesoła 6. ZG Piekary 7. Borynia 8. Janina 9. ZG Centrum 10. Anna 11. Krupiński 12. Jankowice 13. Chwałowice 14. Szczygłowice 15. Zofiówka 16. Katowice-Kleofas 17. Pokój 18. Pniówek 19. Marcel	1. Knurów 2. Wieczorek 3. Brzeszcze 4. Makoszowy	1. Mysłowice 2. Sośnica 3. Bolesław Śmiały 4. Budryk 5. ZG Bytom I

W tabeli 2 przedstawiono podział kopalń na cztery grupy według kategorii udziału wydobycia z pokładów cienkich. Z tablicy tej wynika, że do kopalń eksploatujących pokłady cienkie można zaliczyć kopalnie zgrupowane w grupach III i IV o udziale wydobycia z pokładów cienkich powyżej 15%.

Zwiększenie produkcji w ścianach niskich wymaga:

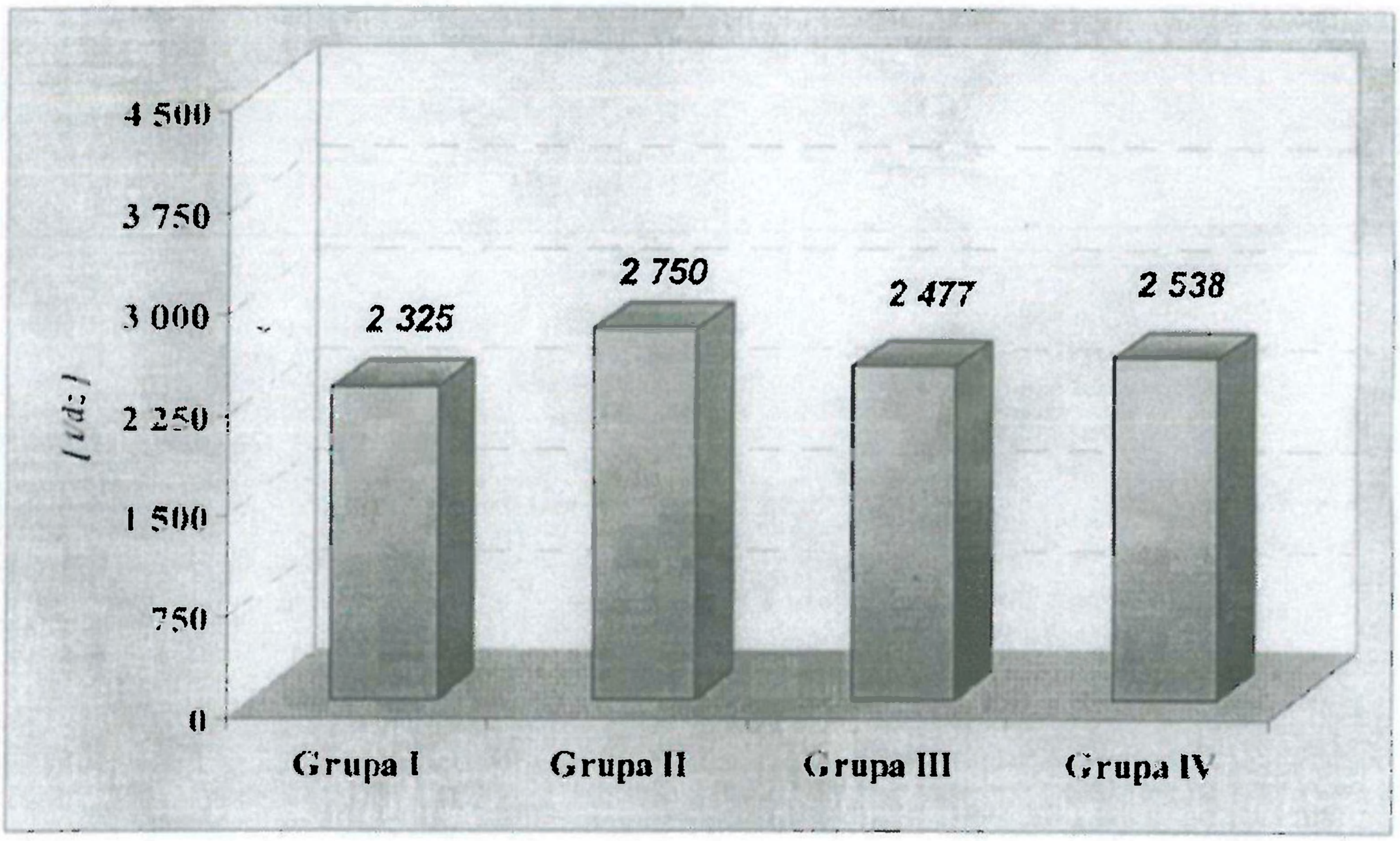
— skonstruowania całkowicie nowych obudów zmechanizowanych z wykorzystaniem doświadczeń KWK „Dębieńsko",

— udoskonalenia konstrukcji kombajnu niskiego na wzór KSE-360,
— wprowadzenia pełnej automatyki i diagnostyki pracy kompleksu niskiego z możliwością sterownia poza przodkiem ścianowym,
— powrotu do techniki strugowej w ścianach o wysokości do1,2 m dla węgli urabialnych strugami.

Duże zasoby węgla znajdujące się w pokładach do 1,5 m w Polsce uzasadniają potrzebę prowadzenia intensywnych prac konstrukcyjno-wdrożeniowych w zakresie maszyn do ścian niskich. Staje się to również koniecznością ze względu na potrzeby zbierania doświadczeń dla zaplecza maszynowego niezbędnego przy eksporcie maszyn.

4. Analiza wskaźników techniczno-produkcyjne kopalń eksploatujących pokłady cienkie w I półroczu 2001 r.

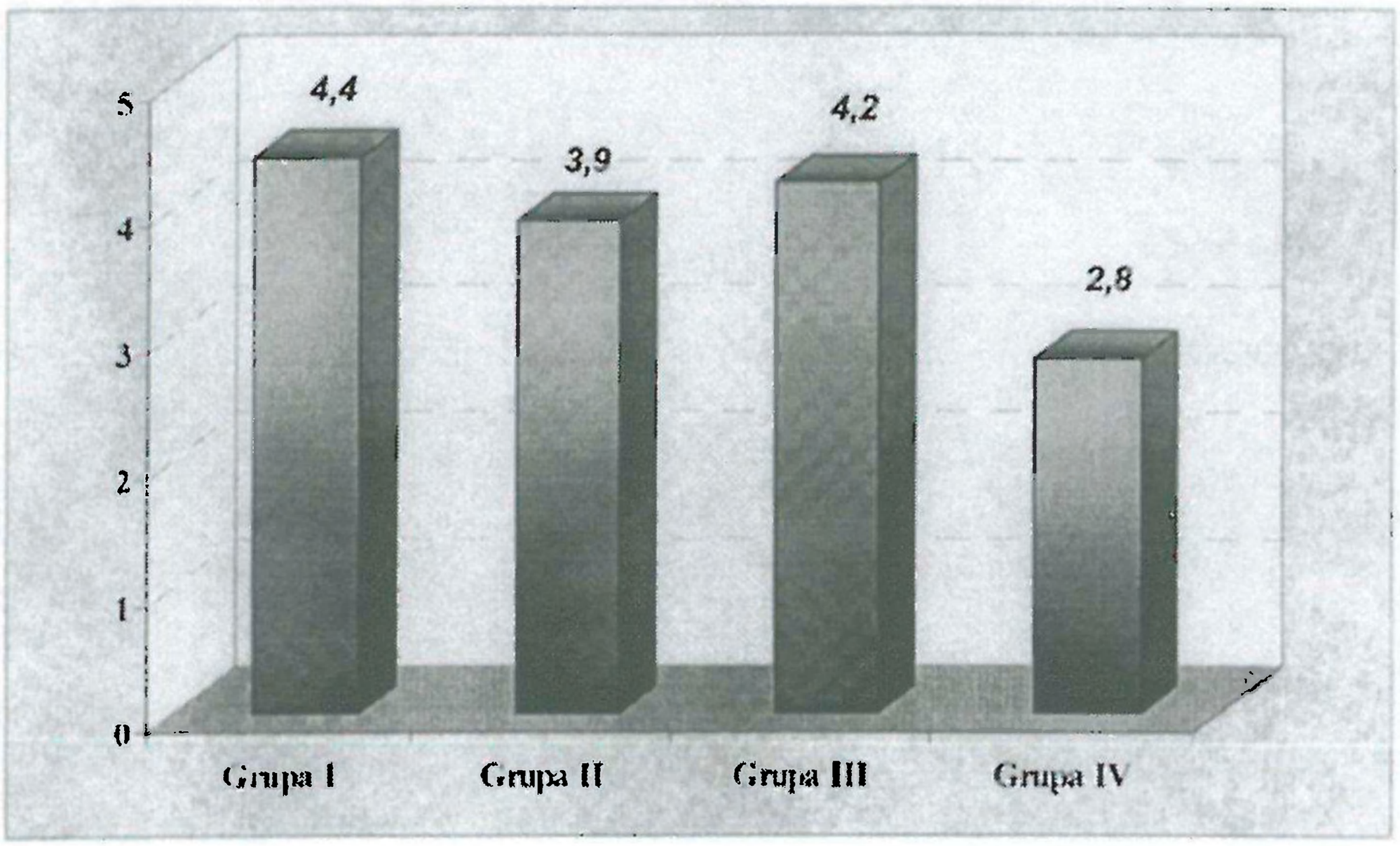
Podstawowe wskaźniki techniczno-produkcyjne kopalń zostały ujęte w tabeli 2/I, 2/II , 2/III i 2/IV z podziałem na grupy kopalń według udziału wydobycia z poszczególnych grubości pokładów. W grupie I i II udział ten wynosi od 0—15% natomiast w grupie III wynosi on od 16—30% i w grupie IV wynosi ponad 30%. Zatem interesującą grupą pod względem eksploatacji pokładów cienkich są kopalnie z grupy III i IV.



Rys. 4. Udział wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m a średniodzienne wydobycie z jednej ściany

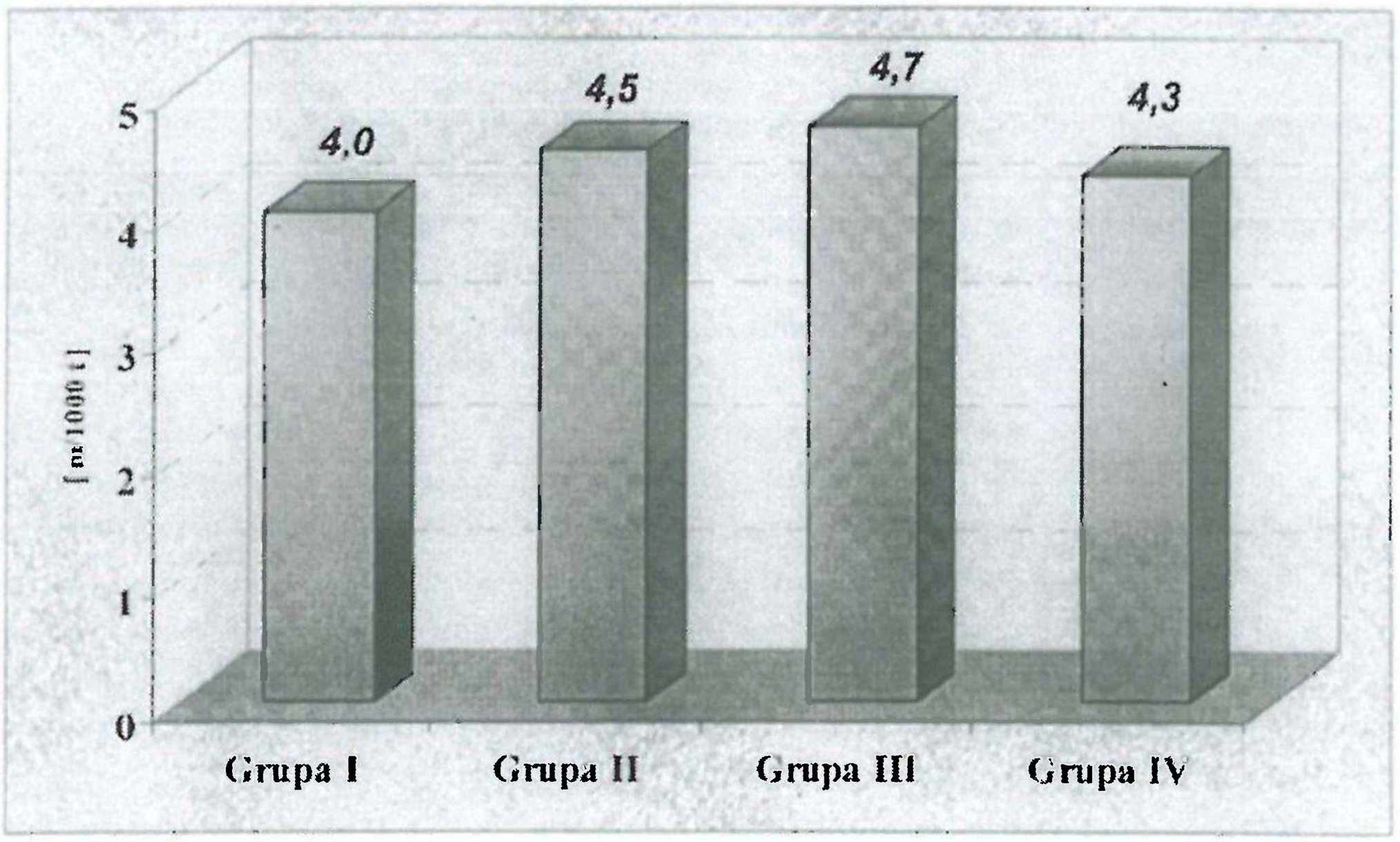
Fig. 4. The share of output from seams with thickness up to 1.5 m, as against the average daily output from 1 longwall

Z analizy kopalń grupy III i IV wynika, że średniodzienne wydobycie z jednej ściany wynoszące od 2477 t/d do 2538 t/d jest wyższe niż wydobycie kopalń grupy I, które nie prowadzą eksploatacji w pokładach cienkich.



Rys. 5. Udział wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m a średniodzienna ilość ścian

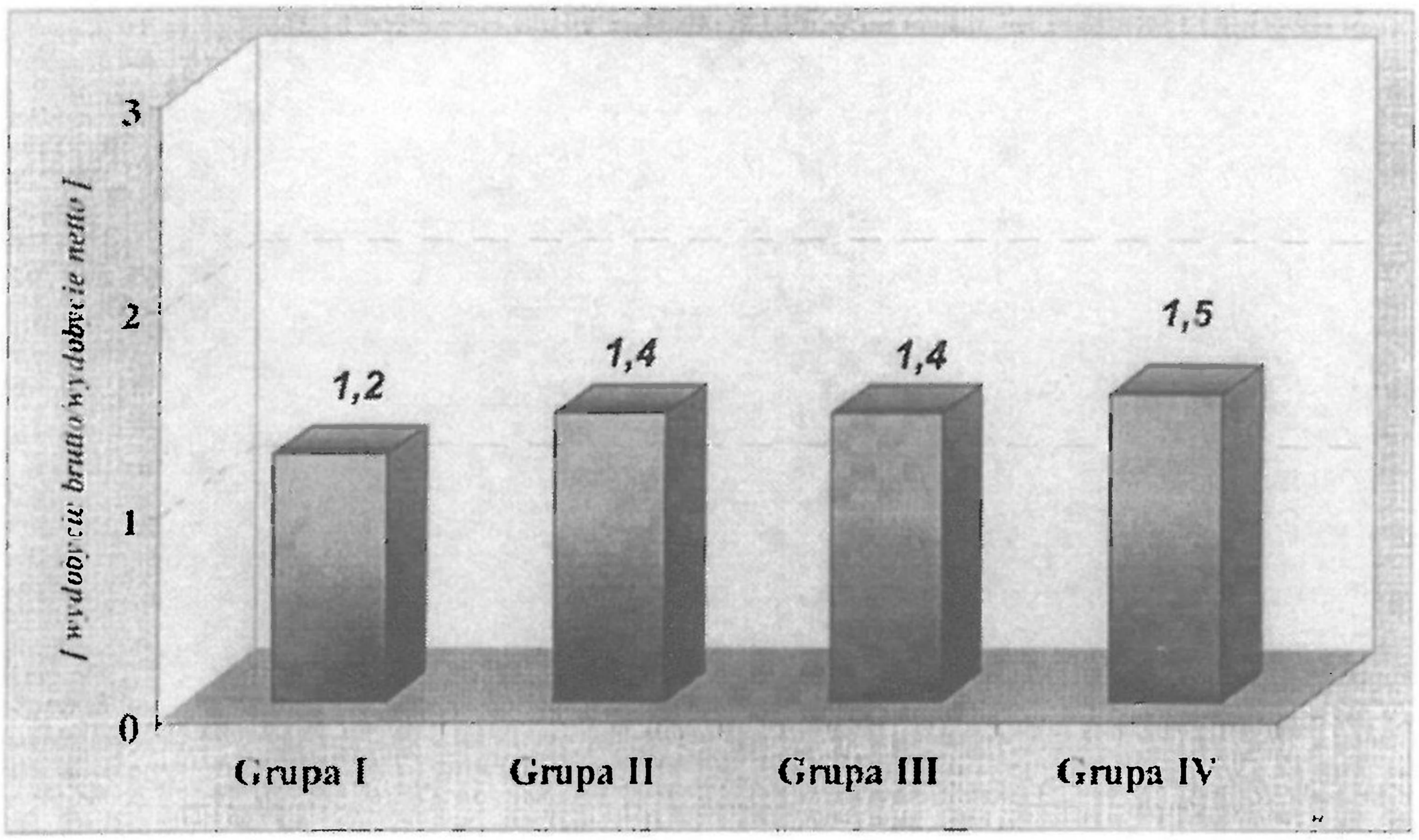
Fig. 5. The share of output from seams of thickness up to 1.5 m, as against teh average daily number of active longwalls



Rys. 6. Udział wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m a wskaźnik natężenia robót przygotowawczych

Fig. 6. The share of output from seams with thickness up to 1.5 m, as against the index of development works intensity

Natomiast wskaźnik natężenia robót chodnikowych w pokładach cienkich jest wyższy niż w pozostałych i równocześnie wskaźnik zanieczyszczenia urobku w pokładach cienkich jest wyższy.



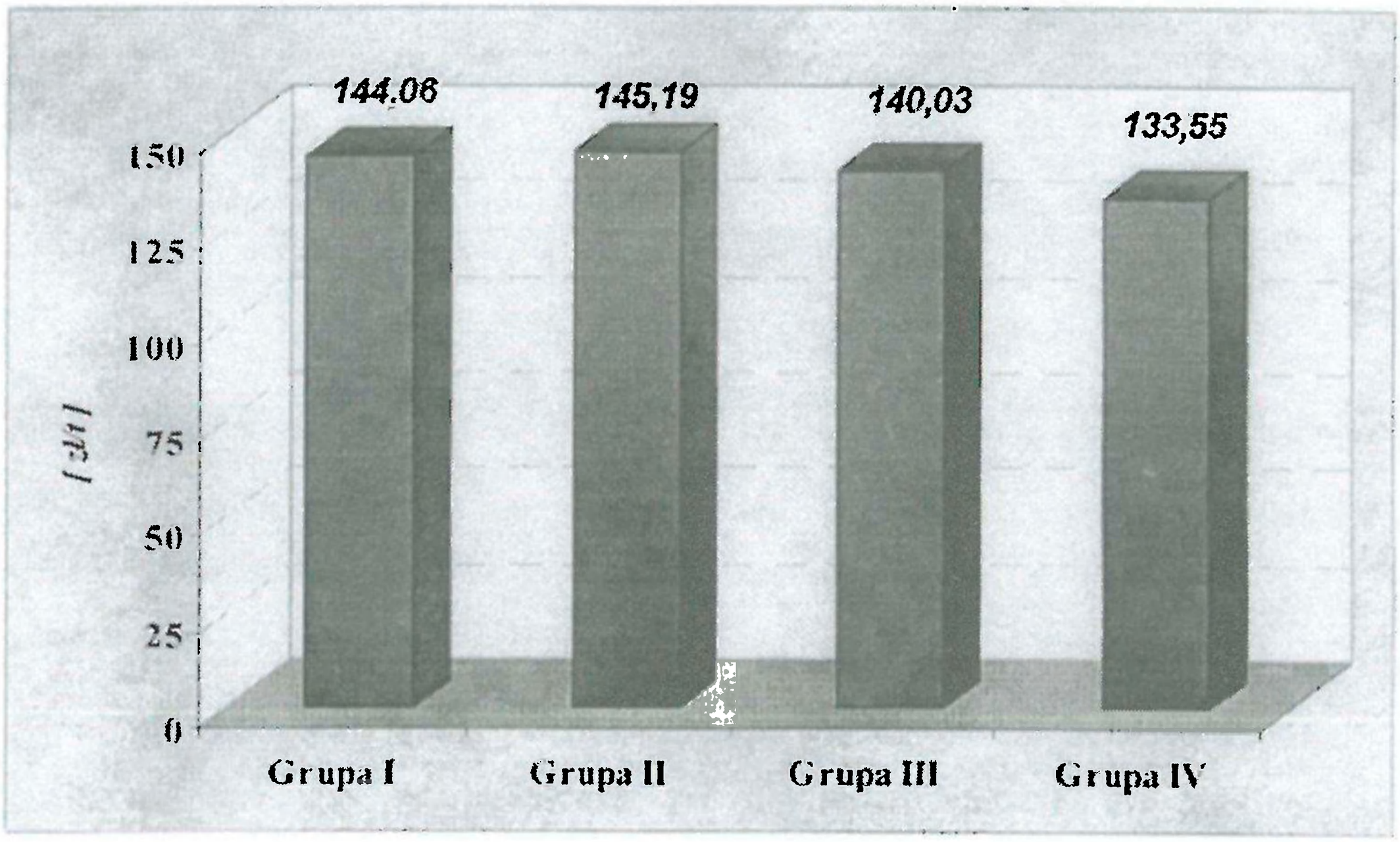
Rys. 7. Udział wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m a współczynnik zanieczyszczenia urobku

Fig. 7. The share of output from seams with thickness up to 1.5 m, as against the coefficient of impurities in the run-of-mine

5. Ekonomiczna efektywność wybierania pokładów cienkich

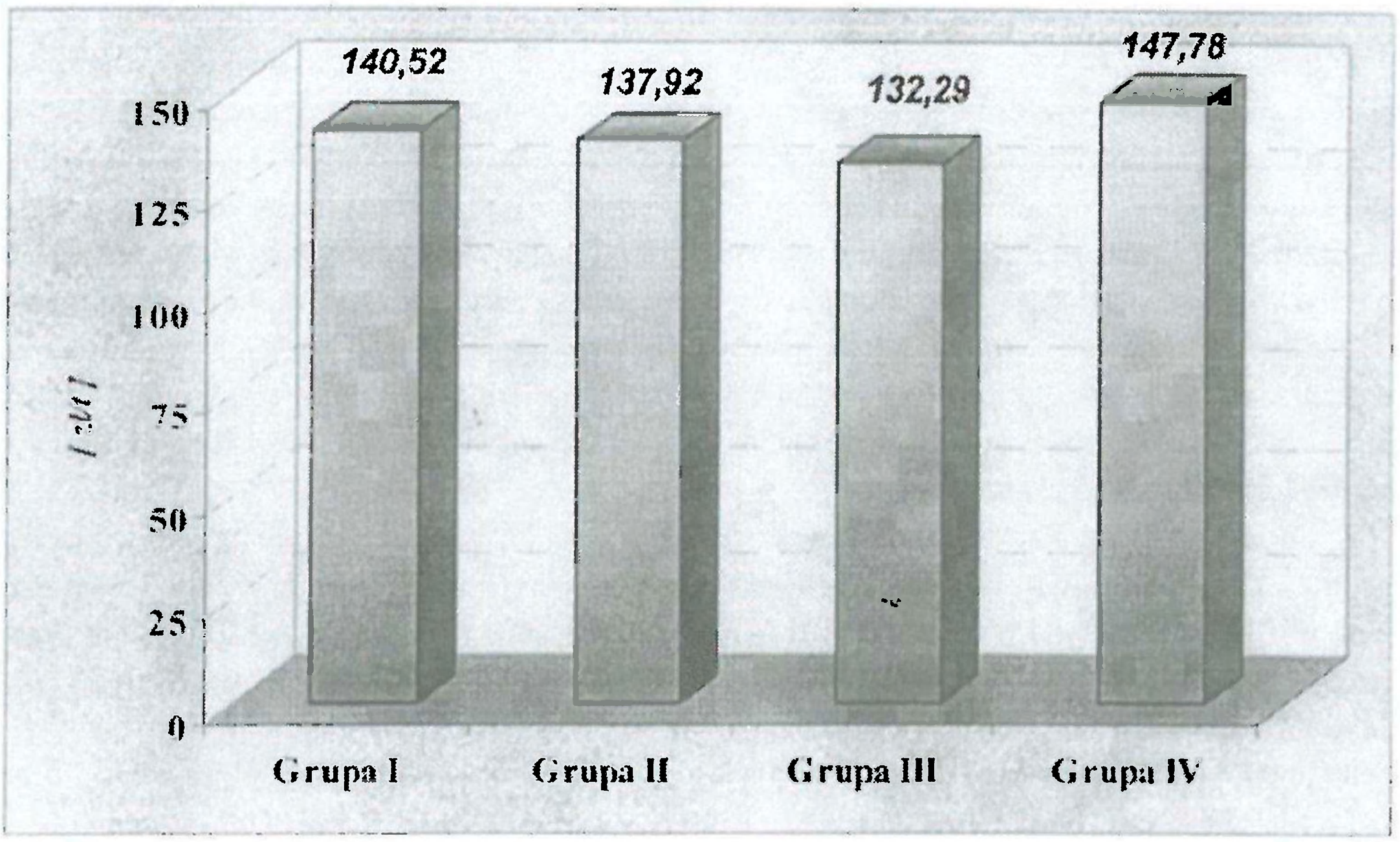
Problem niskiej efektywności ekonomicznej wybierania pokładów cienkich i ograniczone możliwości zwiększenia koncentracji produkcji w tych pokładach był tematem wielu dyskusji i debat Na bazie doświadczeń wielu kopalń został opracowany artykuł przez A. Karbownika, E. Woźnicę pt. „Eksploatacja pokładów cienkich w polskim górnictwie węgla kamiennego"[3] w którym przedstawiono zasoby węgla kamiennego w pokładach cienkich i aktualny z nich poziom wydobycia oraz technologie i stan mechanizacji. Wskazano wówczas na dużą awaryjność maszyn i urządzeń stosowanych dotychczas w eksploatacji ścian niskich i potrzebę zastosowania bardziej nowoczesnych rozwiązań technicznych. Uznając potrzebę podjęcia prac mających na celu opracowanie i wykonanie dla górnictwa nowoczesnego kompleksu ścianowego który mógłby wyeliminować dotychczasowe wady stosowanych maszyn i urządzeń w ścianach niskich. Biorąc pod uwagę duży stan zasobów węgla w Polsce w pokładach cienkich, autorzy stwierdzili, że należy prowadzić eksploatację tych pokładów.

Obok problemów technicznych ograniczających możliwość wybierania pokładów cienkich, poważnym czynnikiem mającym wpływ na podejmowanie decyzji w tym zakresie są również koszty produkcji w niskich ścianach. Według sprawozdania W-ks-C za I półrocze 2001 roku, bezpośrednie koszty eksploatacji dla ścian o wysokości do 1,5 m wynosiły średnio w sektorze węgla kamiennego 17,96 zł/t i były o 5,86 zł/t wyższe niż dla ścian o wysokości 1,5—3,0 m. W porównywalnych warunkach wybranych dwóch kopalń (Bolesław Śmiały, Sośnica) różnica ta wynosi 13—14 zł/t. Bezpośrednie koszty eksploatacji obejmują koszty robocizny oraz materiałów i energii zużytej podczas procesu technologicznego w przodku. W obecnych warunkach



Rys. 8. Udział wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m a jednostkowa cena zbytu węgla

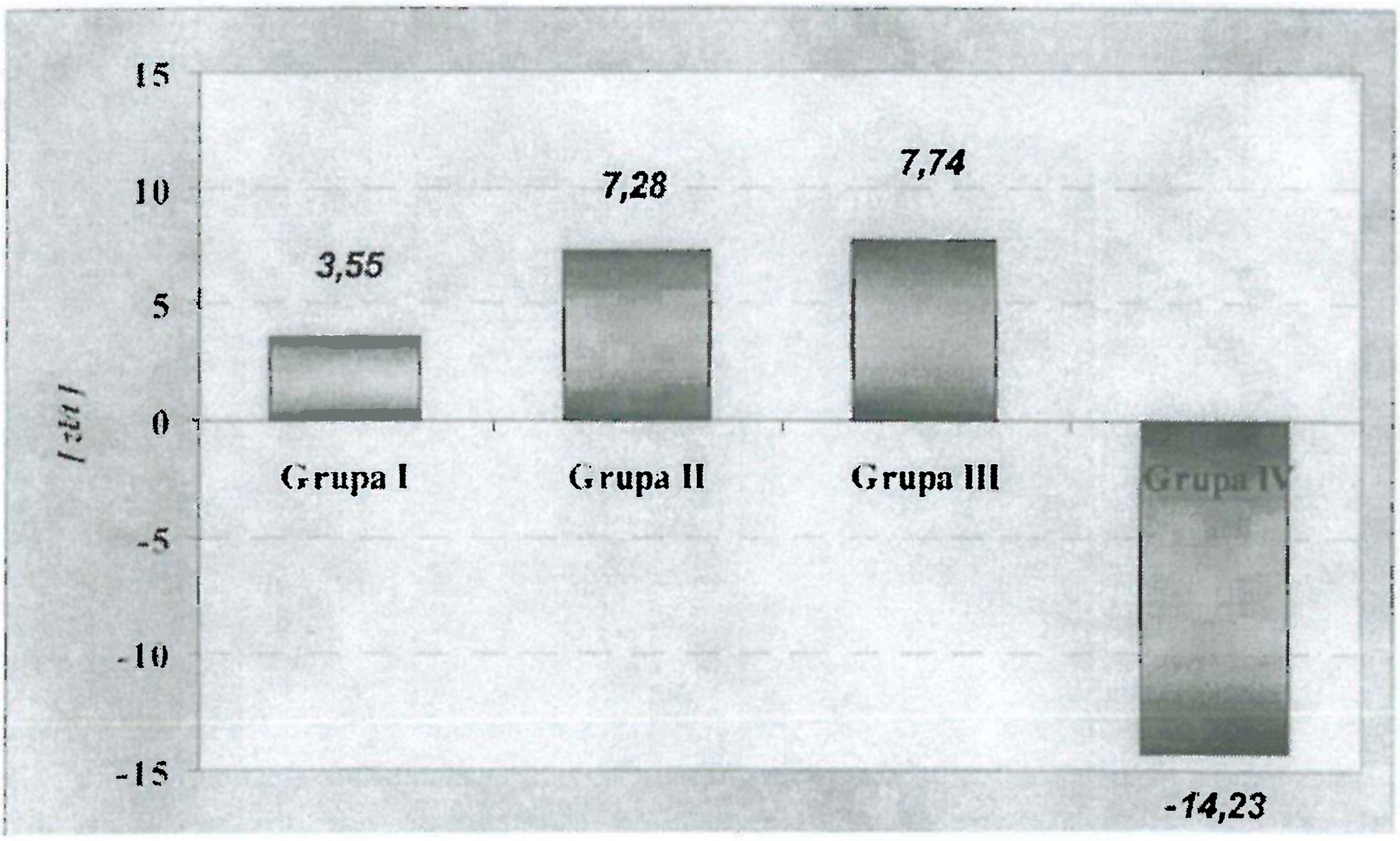
Fig. 8. The share of output from seams with thickness up to 1.5 m, as against the unit price of sold coal



Rys. 9. Udział wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m a jednostkowy koszt sprzedanego węgla

Fig. 9. The share of output from seams with thickness up to 1.5 m, as against the unit cost of sold coal

ekonomicznych czynnik ten będzie więc często decydował o rezygnacji z wybierania pokładów cienkich do czasu poprawy sytuacji finansowej kopalń.



Rys. 10. Udział wydobycia z pokładów o grubości do 1,5 m a akumulacja

Fig. 10. The share of output from seams with thickness up to 1.5 m, as against the accumulation

Poziom akumulacji na sprzedaży węgla za 6 m-cy 2001 r. we wszystkich kopalniach eksploatujących obecnie pokłady cienkie (ZG Bytom I zakończył eksploatację w I połowie 2001 r.), osiągnął wartość dodatnią, za wyjątkiem jednej kopalni. Przyczyną niskiej akumulacji w tej kopalni są wysokie koszty produkcji węgla związane z jednoczesnym spadkiem wydobycia kopalni o 24% na przestrzeni ostatnich dwóch lat (średni spadek wydobytego węgla w sektorze wynosił w tym czasie około 7%). Ponadto wydobycie ze ścian niskich w tej kopalni za 6 m-cy 2001r. wynosiło średnio 1700 t/d z jednej ściany i było najniższe wśród kopalń eksploatujących pokłady cienkie. W związku z powyższym niskie wyniki z jednej kopalni nie powinny stanowić podstawy do uogólnień. Pozostałe kopalnie eksploatujące pokłady cienkie uzyskują akumulację dodatnią od 0,43 do 21,74 zł/tonę.

Na podstawie analizy wskaźników można stwierdzić, że najbardziej reprezentatywną grupą kopalń eksploatujących pokłady cienkie jest grupa III. W grupie III jednostkowe ceny zbytu węgla są niższe niż w grupach I i II lecz koszty sprzedanego węgla są również niższe co pozwala kopalniom grupy III osiągnąć najwyższą dodatnią akumulację jednostkową wynoszącą 7,74 zł/tonie.

Największym ryzykiem obarczone jest stwierdzenie, że można uzyskać efektywność i rentowność eksploatując w danej kopalni tylko pokłady cienkie. Jednocześnie należy stwierdzić, że biorąc pod uwagę stan zasobów węgla i przyszłość gospodarczą wielu regionów świata, problem efektywności eksploatacji pokładów cienkich staje się przedmiotem zainteresowania wielu ośrodków naukowych w świecie.

6. Wnioski

1. Dotychczasowe doświadczenia praktyczne potwierdzają możliwości efektywnej eksploatacji pokładów cienkich. Jest to potwierdzenie wniosków wynikających z dotychczasowych prac jednostek naukowo-badawczych i projektowo-konstrukcyjnch. Jednak każdorazowo decyzja o wybieraniu pokładów cienkich powinna być podjęta na podstawie wnikliwej i szczegółowej analizy techniczno-ekonomicznej. Ze względu na to, że baza zasobowa w tym zakresie jest znacząca, należy prowadzić eksploatację pokładów cienkich z uwzględnieniem jakości i zbywalności węgla zalegającego w pokładzie.

2. Wyniki eksploatacyjne uzyskiwane w Polsce i na świecie wskazują, że eksploatacja pokładów cienkich może być opłacalna, nawet przy dużym udziale wydobycia z pokładów cienkich, pod warunkiem uzyskania wysokiej koncentracji wydobycia. Przy udziale wydobycia z pokładów cienkich rzędu 50% poziom koncentracji z jednej ściany powinien wynosić co najmniej 4500 t/d węgla handlowego.

3. Uzyskanie tych wyników jest możliwe zarówno przy zastosowaniu techniki kombajnowej, jak również strugów węglowych. Obudowy do takich warunków muszą posiadać specjalną konstrukcję. Nieodzownym staje się również potrzeba lepszego wykorzystania czasu dyspozycyjnego urządzeń ścianowych i zmiana organizacji pracy poprzez powszechne wprowadzenie czwartej zmiany produkcyjnej.

Literatura

[1] Sikora W., 1999: *Aspekty techniczne i ekonomiczne wybierania cienkich pokładów węgla.* Przegląd Górniczy 5/99.

[2] Bajorski L., Bula M., Kania J., 1997: *Ergonomia w aspekcie mechanizacji i eksploatacji pokładów cienkich.* Sympozjum, Czerwionka–Leszczyny.

[3] Karbownik A., Woźnica E., 1995: *Eksploatacja pokładów cienkich w polskim górnictwie węgla kamiennego.* Wiadomości Górnicze 9/95.

[4] Statystyka COIG SA

Analysis of economic effectiveness of thin seams extraction

Abstract

The situation in balance and mineable hard coal reserves has been presented according to seam thickness and also the share of hard coal production from seams of the thickness up to 1,5 m. The mines were divided into four groups according to category of the share of output from thin seam in total production. The miens from group III and IV were classified into the mines exploiting thin seams where the share of production from thin seam in total production is more than 15%. Development trends have been presented in mechanisation of low longwalls and possibilities of achieving of economic effectiveness in extraction of thin seams. Production concentration improvement is the condition of achieving good economic results at thin seam longwalls.

Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji
Podziemnej 2002, s. 1217—1232

Marian TUREK
Państwowa Agencja Restrukturyzacji Górnictwa Węgla Kamiennego S.A., Katowice

Eksploatacja średnich pokładów węgla kamiennego jako czynnik wzrostu koncentracji wydobycia kopalń w Polsce

Słowa kluczowe

Zasoby – eksploatacja – koncentracja wydobycia

Streszczenie

W referacie pokazano ilość zasobów operatywnych węgla ogółem i na poziomach czynnych według grubości pokładów. Ujęto tabelarycznie i zobrazowano na rysunkach procentowy udział wydobycia z pokładów średnich w stosunku do wydobycia ogółem. Opisano doświadczenia z eksploatacji pokładów średniej grubości, wymieniając ściany o najwyższym wydobyciu. Szczególną uwagę poświęcono wzrostowi koncentracji wydobycia węgla z pokładów średnich, wskazując na istniejące możliwości w tym zakresie. Przedstawiono również tendencje modernizacji wyposażenia technicznego ścian mające ma celu między innymi ograniczenie postojów awaryjnych ścian.

1.Wstęp

Zasoby operatywne węgla kamiennego w Polsce na koniec 2000 r. wynosiły 5,5 mld ton. Zasoby operatywne w pokładach średniej grubości od 1,5—3,5m wynosiły 2,9 mld ton, co stanowiło 52,7% zasobów ogółem. W pokładach średniej grubości istnieją najlepsze warunki eksploatacji ścian, sprzyjające dużej koncentracji wydobycia. Stąd też udział wydobycia z tych pokładów jest wysoki i osiągnął 74% w I półroczu 2001 r.

Jednym z ważniejszych czynników obniżenia kosztów produkcji węgla jest dalsze zwiększanie koncentracji wydobycia celem lepszego wykorzystania środków produkcji i wykwalifikowanej kadry technicznej. W krajach przodujących pod względem wielkości wydobycia węgla i konkurencyjnych cen, cała produkcja pochodzi ze ścian o wysokiej koncentracji. W Polsce udział ten wynosi około 20%. W wielu krajach wysokiej koncentracji sprzyjają lepsze niż w polskich kopalniach warunki górniczo-geologiczne, ale również wyposażenie techniczne odgrywa znaczącą rolę. Niezależnie od tego warunkiem sprostania zagranicznej konkurencji i utrzymania poziomu produkcji przy zmniejszeniu jej kosztów jest dalsze uruchamianie ścian o wysokiej koncentracji wydobycia. Szereg kopalń wprowadziło już do eksploatacji ściany o dużej koncentracji wydobycia, co umożliwiło kilkakrotne zmniejszenie liczby ścian, a tym

samym ilości maszyn i urządzeń urabiających, odstawczych i transportowych przy zachowaniu wcześniejszego poziomu wydobycia. Po wprowadzeniu do eksploatacji nowoczesnych kompleksów ścianowych, w większości wyprodukowanych przez krajowe fabryki maszyn górniczych, z nowych ścian wydobywa się od 6 do 10 tys. ton węgla handlowego dziennie.

2. Analiza ilości zasobów operatywnych pod względem grubości pokładów

Podział zasobów operatywnych ze względu na grubość pokładów, według stanu na 31.12.2000 r., jest następujący:

Grubość pokładu [m]	Zasoby operatywnc ogółcm [mln ton]	Udział [%]
do 1,2	318,9	5,8
1,2—1,5	1 080,1	19,7
1,5—2,0	1 199,5	21,9
2,0—3,5	1 694,9	30,9
3,5—4,5	447,9	8,2
powyżcj 4,5	737,5	13,5
Razem	5 478,8	100,0

Ilość zasobów operatywnych na poziomach czynnych, w poszczególnych przedziałach grubości pokładów, według stanu na 31.12.2000 r. przedstawia się następująco:

Grubość pokładu [m]	Zasoby opcratywnc na poziomach czynnych [mln ton]	Udział [%]
do 1,2	127,8	5,1
1,2—1,5	390,2	15,7
1,5—2,0	569,1	22,9
2,0—3,5	806,2	32,5
3,5—4,5	189,3	7,6
powyżcj 4,5	399,1	16,1
Razcm	2 481,6	100,0

W tabeli 1 przedstawiono udział pokładów w przedziałach grubości: do 1,50 m, od 1,51 do 3,50 m i powyżej 3,50 m w zasobach operatywnych na poziomach czynnych poszczególnych kopalń, natomiast w tabeli 2 udział wydobycia według grubości pokładów, w I półroczu 2001 r.

Z porównania struktury zasobów i wydobycia (rys. 1 i 2) można wywnioskować, że kopalnie — o ile pozwala na to ich sytuacja zasobowa — unikają eksploatacji pokładów cienkich.

Tabela 1. Podział zasobów operatywnych węgla kamiennego według grubości pokładów (stan na 31.12.2000 r.)

Table 1. Division of mineable hard coal reserves at active horizons according to seam thickness (situation as of 31.12.2000)

l.p.	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	15,1	0,5	3%	11,7	77%	3,0	20%
2	ZG Piekary	8,9	0,7	8%	6,4	72%	1,7	19%
3	ZG Centrum	41,4	4,8	12%	36,1	87%	0,5	1%
4	ZG Bytom I	6,2	4,0	64%	1,5	24%	0,7	11%
5	ZG Bytom II	13,1	0,0	0%	7,5	57%	5,6	43%
6	ZG Bytom III	42,3	0,0	0%	36,2	86%	6,1	14%
	Rudzka Spółka Węglowa							
7	Bielszowice	189,2	11,8	6%	53,9	28%	123,5	65%
8	Halemba	235,3	44,7	19%	113,3	48%	77,4	33%
9	Polska-Wirek	32,1	6,4	20%	25,1	78%	0,6	2%
10	Pokój	38,2	4,4	11%	31,7	83%	2,1	5%
	Gliwicka Spółka Węglowa							
11	Bolesław Śmiały	43,5	26,9	62%	16,6	38%	0,0	0%
12	Knurów	158,0	55,1	35%	76,1	48%	26,8	17%
13	Makoszowy	225,6	85,7	38%	85,4	38%	54,5	24%
14	Sośnica	82,9	28,6	35%	43,7	53%	10,6	13%
15	Szczygłowice	282,6	120,1	43%	123,3	44%	39,1	14%
	Katowicka Grupa Kapitałowa							
16	Katowice-Kleofas	17,5	6,4	37%	9,5	54%	1,6	9%
17	Murcki	165,0	59,3	36%	94,1	57%	11,6	7%
18	Mysłowice	30,0	3,2	11%	17,9	60%	8,9	30%
19	Wesoła	226,0	14,5	6%	56,3	25%	155,2	69%
20	Wieczorek	25,1	6,2	25%	13,9	55%	5,1	20%
21	Wujek	59,1	5,8	10%	35,5	60%	17,7	30%
22	Staszic	227,0	34,6	15%	177,1	78%	15,3	7%
23	Śląsk	43,2	2,4	6%	28,8	67%	12,0	28%
24	Kazimierz-Juliusz	23,9	0,0	0%	20,9	87%	3,0	13%
	Nadwiślańska Spółka Węglowa							
25	Brzeszcze	86,8	26,0	30%	52,0	60%	8,9	10%
26	Janina	864,0	223,9	26%	447,5	52%	192,6	22%
27	Piast	129,3	7,0	5%	83,3	64%	39,0	30%
28	Silesia	194,6	105,7	54%	76,3	39%	12,5	6%
29	Ziemowit	360,7	87,0	24%	234,2	65%	39,6	11%
	Rybnicka Spółka Węglowa							
30	Rydułtowy	64,6	20,8	32%	43,8	68%	0,0	0%
31	Anna	25,6	3,8	15%	21,0	82%	0,8	3%
32	Marcel	135,8	9,4	7%	24,5	18%	102,0	75%
33	Chwałowice	248,3	61,7	25%	117,6	47%	69,0	28%
34	Jankowice	149,9	5,9	4%	85,1	57%	58,9	39%
	Jastrzębska Spółka Węglowa							
35	Borynia	43,6	4,2	10%	32,0	73%	7,4	17%
36	Jas-Mos	31,3	0,5	2%	17,9	57%	12,9	41%
37	Krupiński	44,2	16,1	36%	28,1	64%	0,0	0%
38	Pniówek	116,5	21,9	19%	82,0	70%	12,6	11%
39	Zofiówka	44,5	4,8	11%	30,0	68%	9,7	22%
	Kopalnie samodzielne							
40	Lubelski Węgiel "Bogdanka"	265,3	90,2	34%	175,1	66%	0,0	0%
41	Budryk	308,5	176,8	57%	124,8	40%	6,9	2%
42	ZGE Sobieski-Jaworzno III	134,1	7,2	5%	96,9	72%	30,0	22%
	Razem - kopalnie czynne	5 478,8	1 399,0	26%	2 894,4	53%	1 185,4	22%

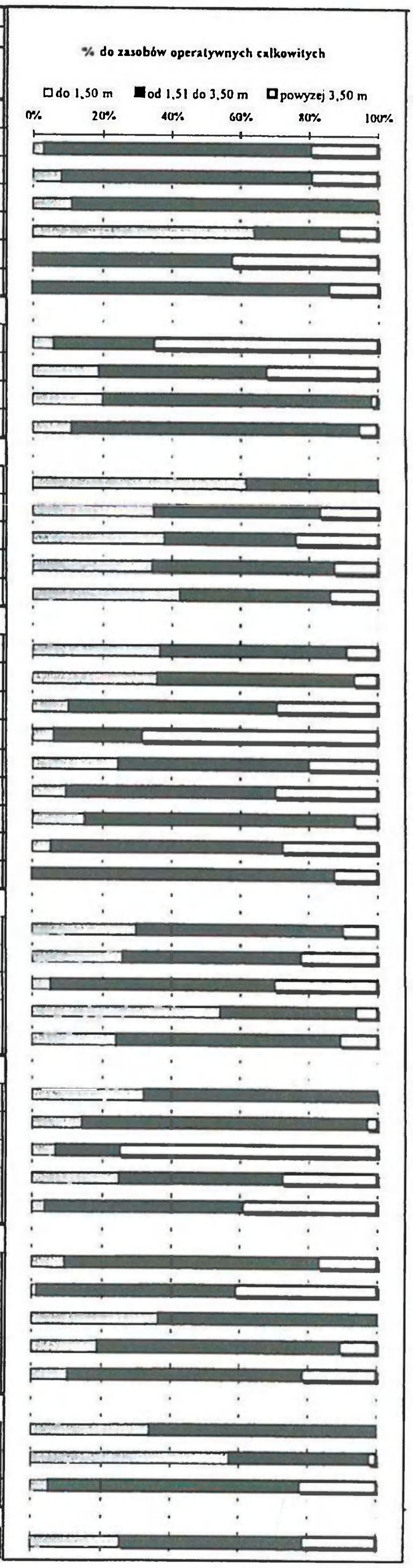
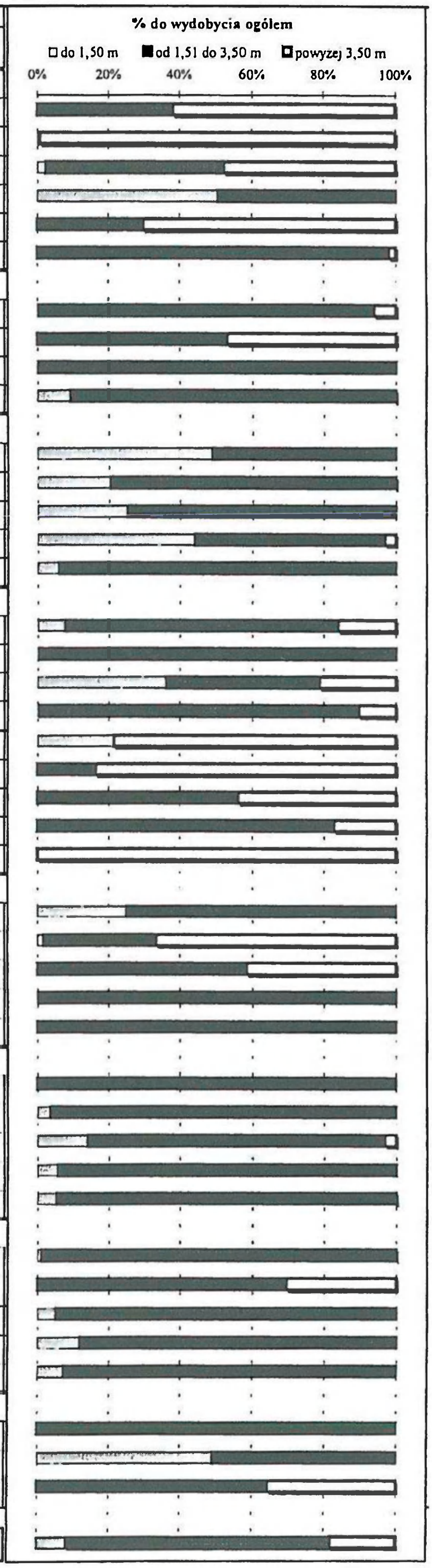
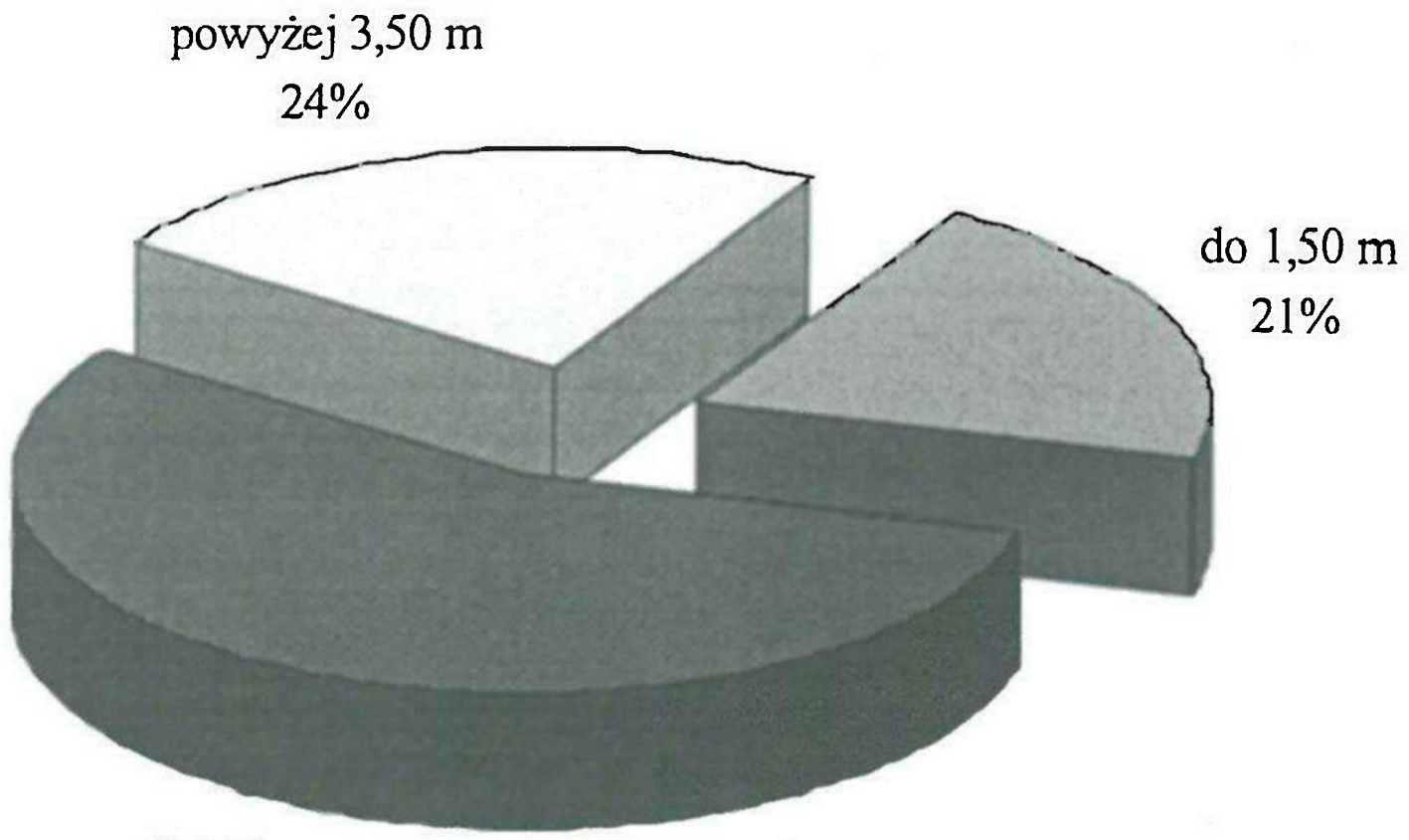


Tabela 2. Udział wydobycia węgla kamiennego według grubości pokładów w I półroczu 2001 r.

Table 2. The share of hard coals production according to seam thickness in the 1st half of 2001

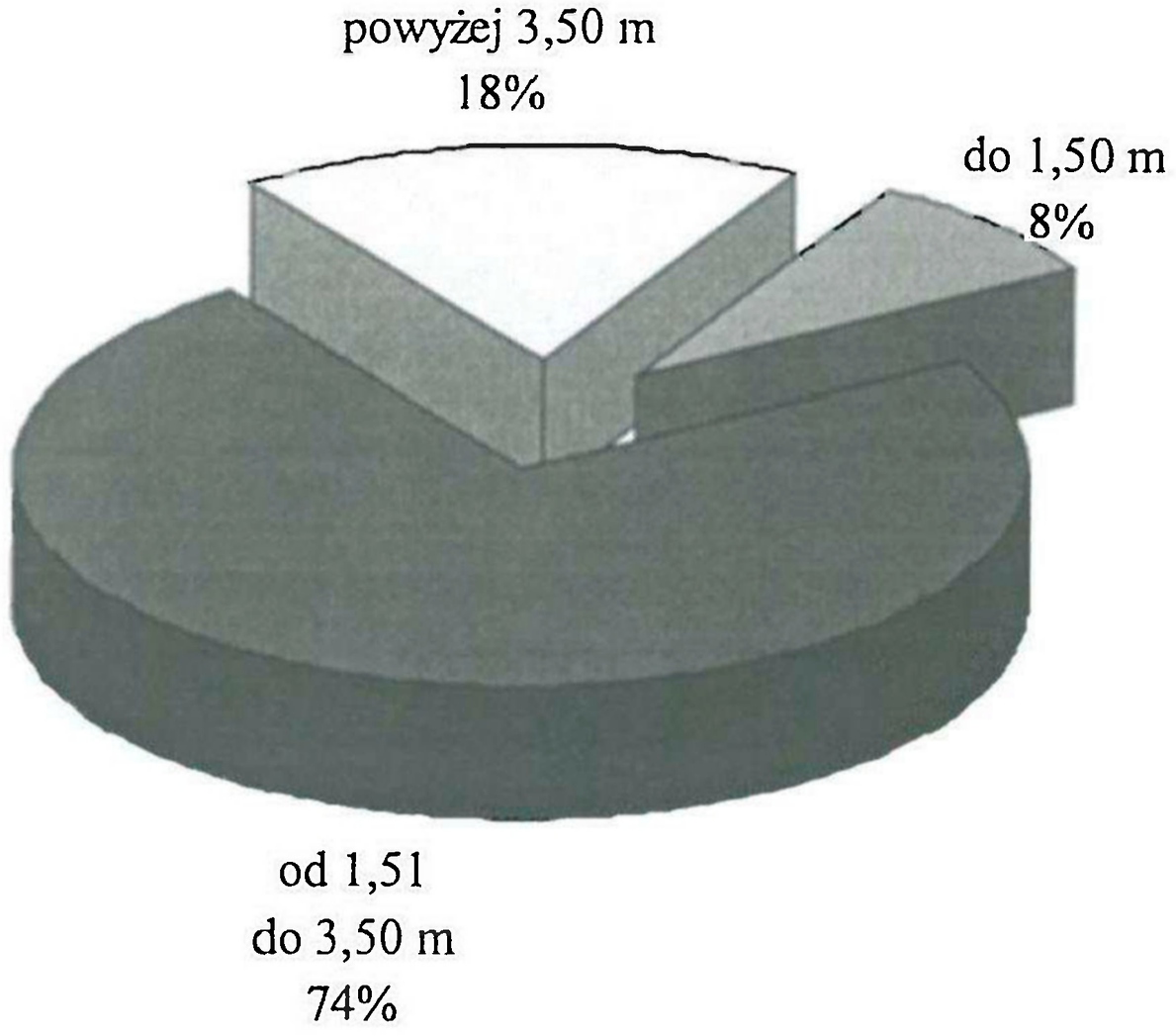
Lp.	Spółka - Kopalnia	Udział wydobycia z pokł. o grubości		
		do 1,50 m	od 1,51 do 3,50 m	powyżej 3,50 m
	Bytomska Spółka Węglowa			
1	ZG Brzeziny	0%	38%	62%
2	ZG Piekary	1%	0%	99%
3	ZG Centrum	2%	50%	48%
4	ZG Bytom I	51%	49%	0%
5	ZG Bytom II	0%	30%	70%
6	ZG Bytom III	0%	98%	2%
	Rudzka Spółka Węglowa			
7	Bielszowice	0%	94%	6%
8	Halemba	0%	53%	47%
9	Polska-Wirek	0%	100%	0%
10	Pokój	9%	90%	1%
	Gliwicka Spółka Węglowa			
11	Bolesław Śmiały	49%	51%	0%
12	Knurów	21%	79%	0%
13	Makoszowy	25%	75%	0%
14	Sośnica	44%	53%	3%
15	Szczygłowice	6%	94%	0%
	Katowicka Grupa Kapitałowa			
16	Katowice-Kleofas	8%	76%	16%
17	Murcki	0%	100%	0%
18	Mysłowice	36%	43%	21%
19	Wesoła	1%	89%	10%
20	Wieczorek	22%	0%	79%
21	Wujek	0%	16%	84%
22	Staszic	0%	56%	44%
23	Śląsk	0%	83%	17%
24	Kazimierz-Juliusz	0%	0%	100%
	Nadwiślańska Spółka Węglowa			
25	Brzeszcze	25%	75%	0%
26	Janina	2%	32%	67%
27	Piast	0%	59%	42%
28	Silesia	0%	100%	0%
29	Ziemowit	0%	100%	0%
	Rybnicka Spółka Węglowa			
30	Rydułtowy	0%	100%	0%
31	Anna	4%	96%	0%
32	Marcel	14%	83%	3%
33	Chwałowice	6%	94%	0%
34	Jankowice	5%	94%	1%
	Jastrzębska Spółka Węglowa			
35	Borynia	1%	99%	0%
36	Jas-Mos	0%	69%	31%
37	Krupiński	5%	95%	0%
38	Pniówek	12%	88%	0%
39	Zofiówka	7%	93%	0%
	Kopalnie samodzielne			
40	Lubelski Węgiel "Bogdanka"	0%	100%	0%
41	Budryk	49%	51%	0%
42	ZGE Sobieski-Jaworzno III	0%	64%	36%
	Razem - kopalnie czynne	8%	74%	18%





Rys. 1. Podział zasobów operatywnych węgla kamiennego na poziomach czynnych — według grubości pokładów (stan na 31.12.2000 r.)

Fig. 1. Division of mineable reserves of hard coal at active horizons — according to seam thickness (situation as of 31.12.2000)



Rys. 2. Udział wydobycia węgla kamiennego według grubości pokładów w I półroczu 2001 r.

Fig. 2. The share of hard coal production according to seam thickness in the first half of 2001

Udział wydobycia z tych pokładów (8%) jest znacznie niższy niż wskazywałby na to udział zasobów na poziomach czynnych, wynoszący 21%. Część kopalń posiadających znaczne zasoby w pokładach cienkich aktualnie w ogóle nie prowadzi ich eksploatacji.

Również, choć w znacznie mniejszym stopniu, kopalnie ograniczają eksploatację pokładów grubych (udział zasobów na poziomach czynnych — 24%, udział wydobycia — 18%). Inten-

syfikuje się natomiast wybieranie pokładów średnich (o grubości od 1,51 m do 3,50 m). W I półroczu 2001 r. udział wydobycia z tych pokładów wynosił 74%, przy udziale zasobów — 55%.

3. Doświadczenia z eksploatacji pokładów średnich

Wydobycie z pokładów średnich o grubości od 1,5 do 3,5 m w I półroczu 2001 r. wynosiło 35,4 mln ton, co stanowiło 74% wydobycia górnictwa węgla kamiennego w tym okresie. Eksploatacja tych pokładów odbywa się systemem ścianowym z zawałem stropu lub z podsadzką płynną. Udział wydobycia z podsadzką płynną stanowi 5,4% ogólnego wydobycia (tab. 5). Nachylenie podłużne tych ścian wynosi od 0° do 30°, natomiast długość ścian od 170 m do 400 m.

Pokłady średnie posiadają najlepsze warunki górniczo-geologiczne i osiąga się w nich najwyższe wyniki produkcyjne. Uważa się, że ze ściany zlokalizowanej w dobrych warunkach górniczo-geologicznch wydobycie w skali roku powinno wynosić co najmniej 1 mln ton węgla handlowego, a zatem średnie wydobycie powinno wynosić 4000 t/d. W tej grupie za I półrocze 2001 r. znajdują się ściany o wydobyciu wynoszącym ponad 700 tys. ton i średnim wydobyciu dobowym ponad 6 tys. ton. Uzyskiwana duża koncentracja wydobycia z tych ścian, stanowi podstawowe źródło wiedzy praktycznej o stosowanych technologiach i organizacji pracy ścian.

Ściany w których uzyskano najwyższe wyniki w I półroczu 2001 r. zestawiono niżej:

Kopalnia/nr ściany	Parametry ściany		Postęp [m/d)]	Zmianowość	Wydobycie netto		Wyposażenie
	długość [m]	wysokość [m]			dzienne [t/d]	w okresie 6 miesięcy 2001 r. [tony]	Obudowa Kombajn Przenośnik
Budryk (5)	250	2,8	7,6	4	6265	745 000	Sato 15/35 Poz BWE-170/200 Rybnik-295/842
Sobieski--Jaworzno III (721)	270	3,11	7	4	6079	741000	Fazos 15/31 JOY 4 LS 8 JOY
Murcki (67)	250	2,16	7	4	5111	541000	Fazos 12/28 Oz KSW-475 Rybnik 225/750

Do kopalń, które wprowadziły nowoczesne wyposażenie techniczne i poprawiły organizację pracy w ostatnich 3 latach należą kopalnie: Piast, Ziemowit, Wesoła, Murcki, Sośnica, Staszic, Halemba, Jankowice, Budryk, ZGE Sobieski-Jaworzno III, Janina, Marcel. Kopalnie te prowadzą w większości eksploatację z pokładów średniej grubości i uzyskały w I półroczu 2001 r. dodatnią akumulację jednostkową (tab. 5).

Wysoki koszt inwestycyjny wyposażenia umożliwiającego uzyskanie wysokiej koncentracji wydobycia, zmusił do właściwego wykorzystania maszyn i urządzeń wysokowydajnych kompleksów ścianowych. Problem ten powinien być rozwiązywany z jednej strony poprzez zmniejszenie do minimum czasu postojów awaryjnych maszyn i urządzeń, a z drugiej poprzez zwiększenie wykorzystania czasu dyspozycyjnego. Czas pracy wysokowydajnego kompleksu ścianowego zlokalizowanego w sprzyjających warunkach górniczo-geologicznych powinien wynosić 18 godzin w ciągu doby, tj. 75% czasu dyspozycyjnego, natomiast zmianowość ścian z produkcją powinna wynosić 4. Ze średniodziennej ilości ścian w I półroczu 2001 r. wynoszącej 162,5, tylko 10 ścian kwalifikowało się do miana ścian o dużej koncentracji wydobycia (tab. 4). W ścianach o wysokiej koncentracji należy szczególną uwagą poświęcić zmniejszeniu ilości i czasu trwania awarii oraz postojów maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego. Jak podają A. Klich i inni [1] w tym celu należy:

— planować ściany o dużej koncentracji wydobycia w pokładach o stałej grubości, bez zaburzeń i słabo nachylonych,
— maszyny i urządzenia kompleksu muszą być właściwie dobrane do warunków prowadzenia i eksploatacji ściany,
— załoga, obsługująca szczególnie nowoczesne i skomplikowane maszyny i urządzenia, musi posiadać odpowiednie kwalifikacje i być przeszkolona tak w zakresie bieżącej konserwacji jak i właściwej eksploatacji powierzonego jej sprzętu,
— należy dokonać odpowiednich zmian organizacji pracy, aby ograniczyć do minimum przestoje związane z brakiem ciągłości odstawy urobku.

Oprócz wyżej wymienionych uwarunkowań ze strony maszynowej muszą być spełnione warunki górniczo-geologiczne takie jak:

— wybiegi całkowite ścian nie krótsze niż 1000 m,
— możliwość eksploatacji ścian bez ograniczeń związanych z ochroną powierzchni,
— równomierne zaleganie pokładów węgla.

Warunki te są trudne do spełnienia dla większości kopalń eksploatujących pokłady średniej grubości. Niemniej jednak eksploatowanych jest jeszcze wiele ścian z zawałem stropu, których średnie wydobycie nie przekracza 1500 t/d. W styczniu 2001 r. takich ścian o niskiej wydajności było 40, a w czerwcu 2001 r. 37 ścian. W tych obszarach dostrzega się obecnie największe rezerwy dla zwiększenia wydajności ścianowej i wzrostu koncentracji wydobycia.

Odrębnym zagadnieniem w eksploatacji pokładów średnich są problemy eksploatacji ścian z podsadzką płynną. W okresie I półrocza 2001 r. w eksploatacji było średniodziennie czynnych 13,4 takich ścian, co stanowi 8,5% ogółu ścian czynnych, a wydobycie z tych ścian stanowiło 5,4%. Średniodzienne wydobycie ze ścian podsadzkowych wynosiło 1570 t/d. Najlepsze wyniki produkcyjne z tych ścian to wydobycie na poziomie 3000 t/d przy niskiej zmianowości ścian z produkcją wynoszącej 2. Udział wydobycia ze ścian podsadzkowych corocznie maleje.

Na ogólną ilość 165 ścian w czerwcu 2001 r. ścian o niskiej produktywności, zawałowych i z podsadzką płynną, było łącznie 53, co stanowiło 32% ścian czynnych. Zatem istotnym problem zwiększenia koncentracji wydobycia jest nie tylko wzrost ilości ścian o najwyższym wydobyciu rzędu 6000 t/d i większym, ale ograniczenia eksploatacji ze ścian mało wydajnych. Można się wówczas spodziewać, że będzie możliwe do osiągnięcia średnie wydobycie z każdej ściany w pokładzie o średniej grubości na poziomie 4000 t/d. Realizacja powyższych założeń

Tabela 3. Podstawowe parametry techniczne oraz wydobycie ścian za 6 m-cy 2001 r.

Table 3. Basic technical parameters and production at longwalls for the 6 months of 2001

Lp.	Kopalnia	Średnia długość ściany [m]	Zakres wysokości ścian [m]	Zakres nachylenia podłużnego ścian [stopnie]	Wydobycie węgla handlowego [tony]	Zmianowość pracy z produkcją	Średni dzienny postęp ściany [m/d]	System kierowania stropem
1.	Zakład Górniczy „Brzeziny" Sp. z o.o.	190,50	2,6–3,0	1 do 2	764 100	1,98	2,96	zawał
2.	Zakład Górniczy „Pickary" Sp. z o.o.	174,20	2,0–3,0	1 do 10	739 700	2,74	3,24	zawał/p.płynna
3.	Zakład Górniczy „Centrum" Sp. z o.o.	183,80	2,15–3,3	2 do 8	803 800	3,80	2,96	zawal/p.płynna
4.	Zakład Górniczy „Bytom I" Sp. z o.o.	161,90	1,4–2,5	9 do 12	205 189	3,31	2,54	zawal
5.	Zakład Górniczy „Bytom II" Sp. z o.o.	214,80	2,8–3,6	6 do 9	632 900	3,31	1,85	zawal/p.płynna
6.	Zakład Górniczy „Bytom III" Sp. z o.o.	251,90	2,4–2,8	5 do 8	871 900	3,39	1,99	zawał
7.	Bielszowice	243,60	1,95–2,68	2 do 12	1 499 600	3,71	3,70	zawał
8.	Halemba	301,20	1,86–2,63	0 do 6	1 902 900	3,74	3,33	zawał
9.	Polska-Wirek	259,60	1,9–2,0	6	1 096 600	3,27	3,38	zawał
10.	Pokój	216,30	1,5–3,1	5 do 15	1 014 200	2,97	2,74	zawał
11.	Bolesław Śmiały	193,90	1,41–1,73	3 do 7	635 730	3,24	5,82	zawał
12.	Knurów	233,70	1,69–3,59	12 do 30	1 387 012	2,93	3,77	zawał
13.	Makoszowy	226,60	1,49–1,89	2 do 20	1 446 390	3,29	4,47	zawał
14.	Sośnica	221,80	2,1–2,5	5 do 19	1 386 887	3,19	4,49	zawał
15.	Szczygłowice	237,90	1,97–3,25	12 do 19	1 409 602	3,11	4,69	zawał
16.	Katowice-Kleofas	212,60	1,3–1,9	1 do 6	627 000	2,75	2,66	zawał
17.	Murcki	225,30	2,33–2,6	2	1 224 000	3,70	5,96	zawał
18.	Mysłowice	187,20	2,2–3,53	2 do 7	876 100	3,04	2,26	zawal/p.płynna
19.	Wesoła	236,60	2,0–2,5	0	1 770 200	3,24	4,59	zawał
20.	Wieczorek	206,30	1,59–3,1	0	1 035 900	2,15	2,72	zawal/p.płynna
21.	Wujek	168,10	1,8–3,35	6	1 048 200	2,58	3,17	zawal/p. płynna
22.	Staszic	246,50	1,84–2,87	4	1 703 100	3,40	4,15	zawal/p.płynna
23.	Śląsk	251,30	2,1–3,0	6	857 800	3,44	2,38	zawal
24.	Kazimierz-Juliusz s. z o.o.	81,70	2,6–3,0	9	459 690	4,00	4,44	zawal
25.	Brzeszcze	216,30	1,38–3,41	9	1 077 550	3,47	4,72	zawal
26.	Janina	176,10	1,61–3,48	2	1 053 500	3,32	4,88	zawał
27.	Piast	213,50	1,7–4,3	3 do 5	2 710 000	3,18	3,82	zawal
28.	Silesia	248,50	1,42–2,5	16	578 050	3,29	3,20	zawal
29.	Ziemowit	214,60	2,6–3,3	1	1 991 500	3,15	3,51	zawał
30.	Rydułtowy	217,20	2,1–2,77	3 do 17	1 205 100	3,08	4,64	zawal
31.	Anna	224,50	1,82–2,85	5 do 8	911 778	3,64	4,68	zawał
32.	Marcel	252,10	2,65–3,09	14	1 356 900	3,71	4,16	zawal
33.	Chwałowice	226,90	1,86–3,14	6 do 18	1 348 660	3,36	4,73	zawał
34.	Jankowice	283,10	1,83–2,65	8 do 26	2 042 500	3,30	5,26	zawal
35.	Borynia	268,70	2,21–2,6	2 do 10	1 234 800	3,40	3,30	zawał
36.	Jas-Mos	221,40	2,27–2,96	12 do 14	1 333 400	3,92	2,81	zawał
37.	Krupiński	225,70	1,7–2,9	17 do 22	1 034 000	3,65	4,31	zawal
38.	Pniówek	228,60	1,73–3,48	5	1 814 100	2,88	4,71	zawał
39.	Zofiówka	195,80	1,4–3,5	5 do 12	1 289 900	3,72	3,54	zawał
40.	Budryk SA	245,30	1,7–2,85	2 do 5	1 341 487	3,72	5,65	zawał
41.		182,10	3,05–3,8		1 176 769		3,01	zawał
41.	Sobieski-Jaw. III	182,10	3,05–3,8	0 do 3	1 176 769	3,77	3,01	zawał
	Razem	221,30	2,46	0 do 30	49 164 577	3,47	3,73	x

Tabela 4. Przodki ścianowe o wysokości 1,5—3,5 m o najwyższym wydobyciu dobowym za 6 miesięcy 2001 r.

Table 4. Longwall faces with the thickness of 1,53,5 m with the greatest daily output for the 6 months of 2001

Lp.	Kopalnia/ numer ściany	Wyposażenie techniczne i parametry ściany			Najlepsze wyniki produkcyjne ścian za 6 miesięcy 2001 r.						
		maszyna urabiająca, obudowa zmechanizowana, przenośnik	długość wysokość ściany [m]		styczeń	luty	marzec	kwiecień	maj	czerwiec	za 6 miesięcy 2001 r.
1.	Budryk (5)	Sato 15/35 Poz	250	a	112 100	111 400	153 930	143 800	101 500	122 800	745 530
		BWE-170/200	2,82	b	22	20	22	20	15	20	119
		Rybnik-295/842		c	5 095	5 570	6 996	7 190	6 767	6 140	6 265
2.	Sobieski-Jaw III (721)	Fazos-15/31 Oz	271	a	114 106	133 203	124 548	131 772	126 297	111 745	741 671
		JOY- 4 LS8	3,11	b	22	20	22	18	20	20	122
		Longairdox		c	5 187	6 660	5 661	7 321	6 315	5 587	6 079
3.	Murcki (67)	Fazos-12/28 0z	250	a	5 598	85 939	164 068	100 742	96 122	89 371	541 840
		KSW-475	2,16	b	3	20	22	20	21	20	106
		Rybnik-225/750		c	1 866	4 297	7 458	5 037	4 577	4 468	5 111
4.	Janina (212)	Tagor 17/37	184	a	88 218	105 250	119 927	104 448	0	0	417 843
		KGS-535	3,48	b	22	20	22	19	0	0	83
		Glinik- 298/800		c	3 499	4 800	5 523	5 497	0	0	5 034
5.	Jankowice (442)	Pioma/RZN/10/25	310	a	122 095	103 919	118 285	94 958	90 552	90 366	620 175
		EDW-230/2L/2W	1,93	b	22	20	22	19	21	20	124
		Rybnik-295/842		c	5 550	5 196	5 376	4 997	4 312	4 518	5 001
6.	Jankowice (451)	Pioma-19/32 Oz	301	a	950	80 994	105 460	141 992	96 326	80 456	506 178
		SL-300	2,63	b	3	20	22	20	21	20	106
		Rybnik-80		c	317	4 050	4 794	4 485	4 587	4 022	4 775
7.	Staszic (301)	Tagor 15/31 OZM	350	a	88 218	105 250	119 927	94 005	95 761	89 858	593 019
		KGS-460	2,23	b	22	20	22	20	19	20	123
		Glinik-293/800		c	4 009	3 973	5 451	4 700	5 040	4 493	4 821
8.	Szczygłowice (445)	Fazos-12/28 0z	250	a	87 899	82 190	79 836	77 604	69 996	94 590	492 115
		KGS-345	2,09	b	22	20	22	20	21	20	125
		Rybnik-80		c	3 995	4 109	3 053	3 060	3 333	4 730	3 936
9.	Bielszowice (772)	Fazos-19/35 Oz	251	a	39 493	56 834	67 901	83 874	78 256	68 611	394 969
		KSW-475	2,58	b	11	15	21	20	21	20	108
		PF-4		c	3 590	3 789	3 301	4 200	3 726	3 430	3 657
1.0	Ziemowit 213	Fazos-19/35 Oz	256	a	97 460	68 772	83 395	77 835	68 440	61 145	457 047
		KSW-500	3,35	b	22	20	22	20	21	20	125
		Meco		c	4 430	3 438	3 791	4 096	3 260	2 761	3 656

a — wydobycie węgla handlowego (ton),

b — liczba dni z produkcją,

c — średniodzienne wydobycie węgla handlowego (ton/dobę).

Tabela 5. Podstawowe wskaźniki techniczno-ekonomiczne kopalń węgla kamiennego za 6 m-cy 2001r.

Table 5. Basic technical-economic indices of hard coal mines for 6 months of 2001

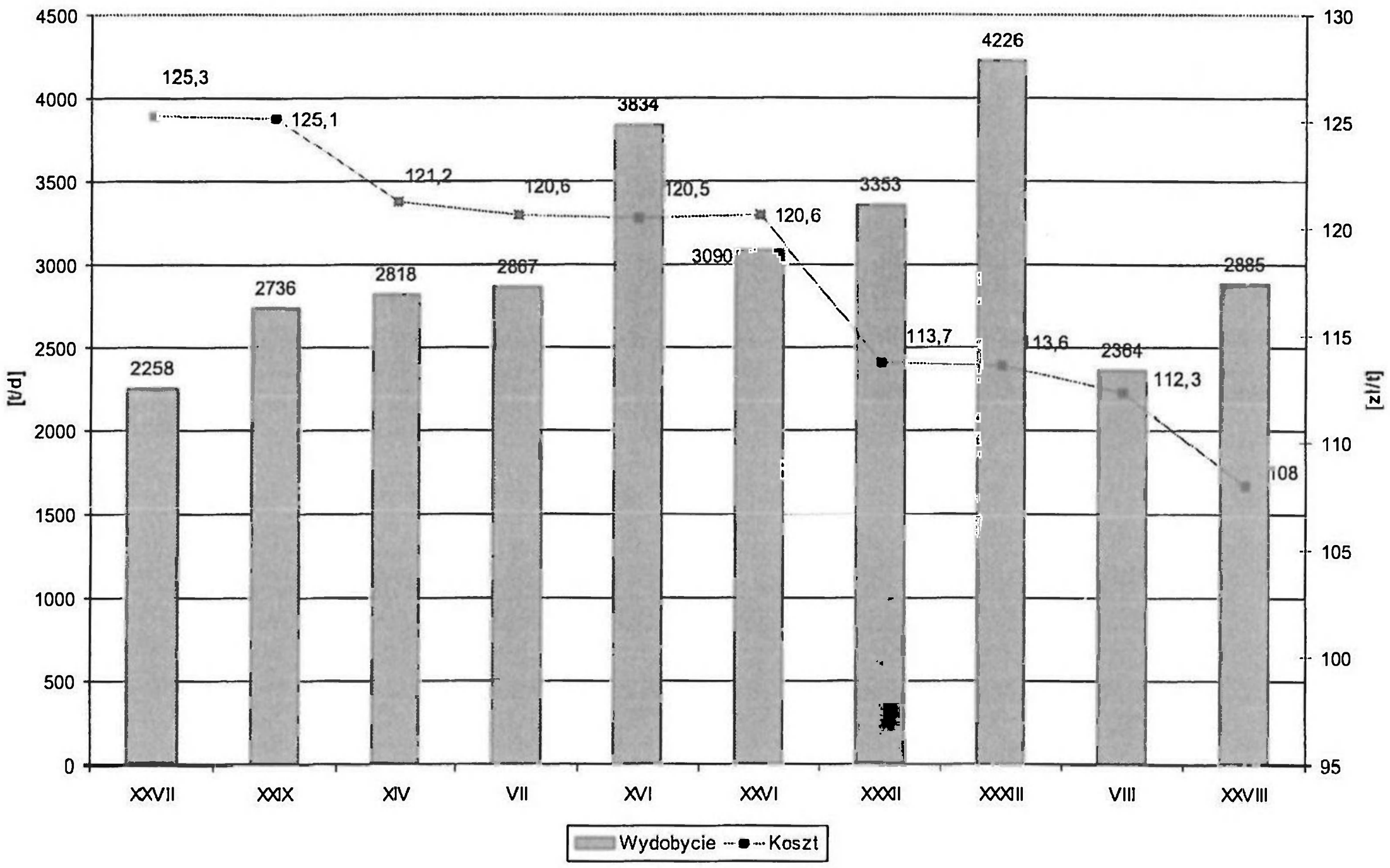
Kopalnia	Średnia cena zbytu węgla [zl/t]	Jednostkowy koszt sprzedanego węgla [zł/t]	Akumulacja [zł/t]	Średnie dzienne wydobycie z jednej ściany [t/d]	Średnio-dzienna ilość ścian	Średnia wysokość ściany [m]	Udział z pokładów średnich (1,5–3,5 m) w wydobyciu ogółem [%]	Udział wydobycia z podsadzką płynną [%]	Udział wydobycia z filarów ochronnych [%]
I	133,61	131,42	2,19	1 894	3,0	2,77	38,1	0,0	12,3
II	159,70	153,61	6,09	1 851	3,0	2,65	0	14,7	87,6
III	153,73	142,34	11,39	2 147	4,3	2,77	50,2	33,9	34,1
IV	153,83	149,65	4,18	1 623	2,8	3,15	29,9	21,4	59,0
V	137,91	160,86	–22,95	1 957	3,5	2,58	98,1	0,0	99,7
VI	141,07	145,64	–4,57	3 035	3,6	2,17	93,7	0,0	25,8
VII	135,87	120,59	15,28	2 867	3,1	2,32	53,2	0,0	56,8
VIII	137,46	112,35	25,11	2 364	3,6	1,96	99,8	0,0	74,9
IX	143,33	132,26	11,07	1 874	4,8	2,41	96,1	36,2	100,0
X	128,01	153,54	–25,53	1 700	3,2	1,60	50,1	0,0	0,7
XI	136,92	127,65	9,27	2 368	5,2	2,51	79,1	0,0	0,0
XII	119,97	116,24	3,73	2 768	4,1	1,92	74,8	0,0	1,4
XIII	124,06	123,60	0,46	3 499	3,4	2.06	52,7	0,0	5,5
XIV	137,55	121,18	16,37	2 818	4,0	2,45	94	0,0	31,2
XV	158,98	156,15	2,83	1 374	4,8	1,75	76,1	6,5	50.3
XVI	129,44	120,52	8,92	2 834	2,7	2,12	99,7	0,0	3,1
XVII	148,85	145,16	3,69	1 953	3,7	3,13	42,5	28,3	6,0
XVIII	133,51	126,29	7,22	3 639	3,6	2,26	89,1	0,0	4,6
XIX	149,69	141,62	8,07	1 986	4,3	2,66	0	57,7	0,6
XX	162,01	147,76	14,25	1 723	4,5	2,54	16,3	43,6	29,0
XXI	132,65	126,11	6,54	3 392	3,9	2,55	56,2	17,4	37,8
XXII	148,26	154,61	–6,35	1 947	3,4	2,42	82,8	0,0	4,1
XXIII	168,38	171,02	–2,64	1 653	2,4	2,84	0	1,4	37,4
XXIV	153,53	143,63	9,90	2 786	3,1	2,36	74,9	0,0	34,0
XXV	129,25	128,24	1,01	3 282	2,4	2,96	31,8	0,0	0,0
XXVI	126,69	120,59	6,10	3 089	7,4	2,21	68,5	0,0	3,0
XXVII	130,55	125,30	5,25	2 738	2,0	1,92	99,8	0,0	0,0
XXVIII	113,23	107,98	5,25	2 805	6,5	2,72	100	0,0	1,5
XXIX	138,00	125,09	12,91	2 736	3,8	2,41	100	0,0	0,0
XXX	157,80	151,87	5,93	2 539	3,4	2,15	96,2	0,0	0,0
XXXI	143,37	121,63	21,74	3 388	4,5	2,61	82,8	0,0	21,8
XXXII	120,32	113,71	6,61	3 353	3,4	2,34	94,3	0,0	0,0
XXXIII	120,53	113,59	6,94	4 226	4,6	2,28	94	0,0	0,0
XXXIV	174,02	168,78	5,24	2 301	3,9	2,42	98,5	0,0	0,0
XXXV	178,30	170,50	7,80	2 129	6,0	2,65	69,4	0,0	11,2
XXXVI	133,57	159,07	-25,50	3 131	3,2	2,52	94,8	0,0	0,0
XXXVII	176,53	156,04	20,49	2 529	7,2	2,21	87,9	0,0	95,8
XXXVIII	177,99	171,82	6,17	2 301	4,5	2,71	92,6	0,0	95,7
XXXIX	131,29	129,53	1,76	4 598	2,2	2,22	50,6	0,0	96,0
Razem (średnio)	143,07	138,14	4,93	2 563	162,5	2,46	72,2	5,4	18,0

kopalnie wydobywające węgiel energetyczny [wykres 1]

kopalnie wydobywające węgiel koksujący [wykres 2]

kopalnie wydobywjace z podsadzką płynną [wykres 3]

pozwoliłaby na uzyskanie wydobycia węgla na poziomie 100 mln ton rocznie ze 100 ścian czynnych. Dalsze zmniejszanie kosztów wydobycia jest możliwe poprzez zwiększenie wydobycia ze ścian. Jak przedstawiono na wykresach 1 i 2, dla kopalń wydobywających węgiel energetyczny i koksujący koszty własne maleją przy wzroście wydobycia z jednej ściany.



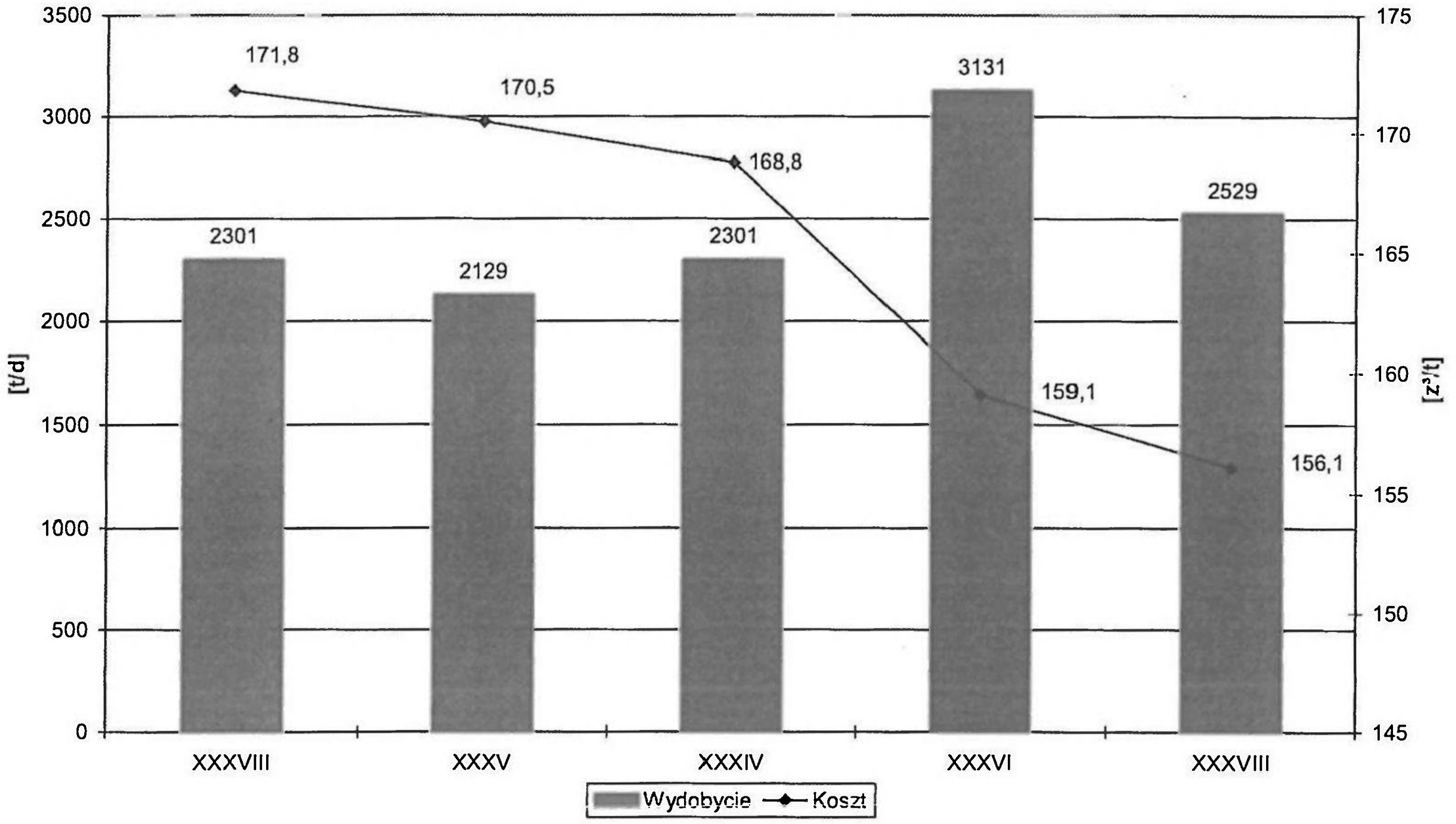
Wykres 1. Średnie wydobycie z jednej ściany w pokładach średnich i koszty sprzedanego węgla za 6 m-cy 2001 r. (dla 10 kopalń wydobywajacych głównie węgiel energetyczny)

Graph 1. Average daily output from a single longwall in medium thickness seams and cost of sold coal for 6 months of 2001 (10 mines producing mainly steam coal)

4. Koszty produkcji w pokładach średnich

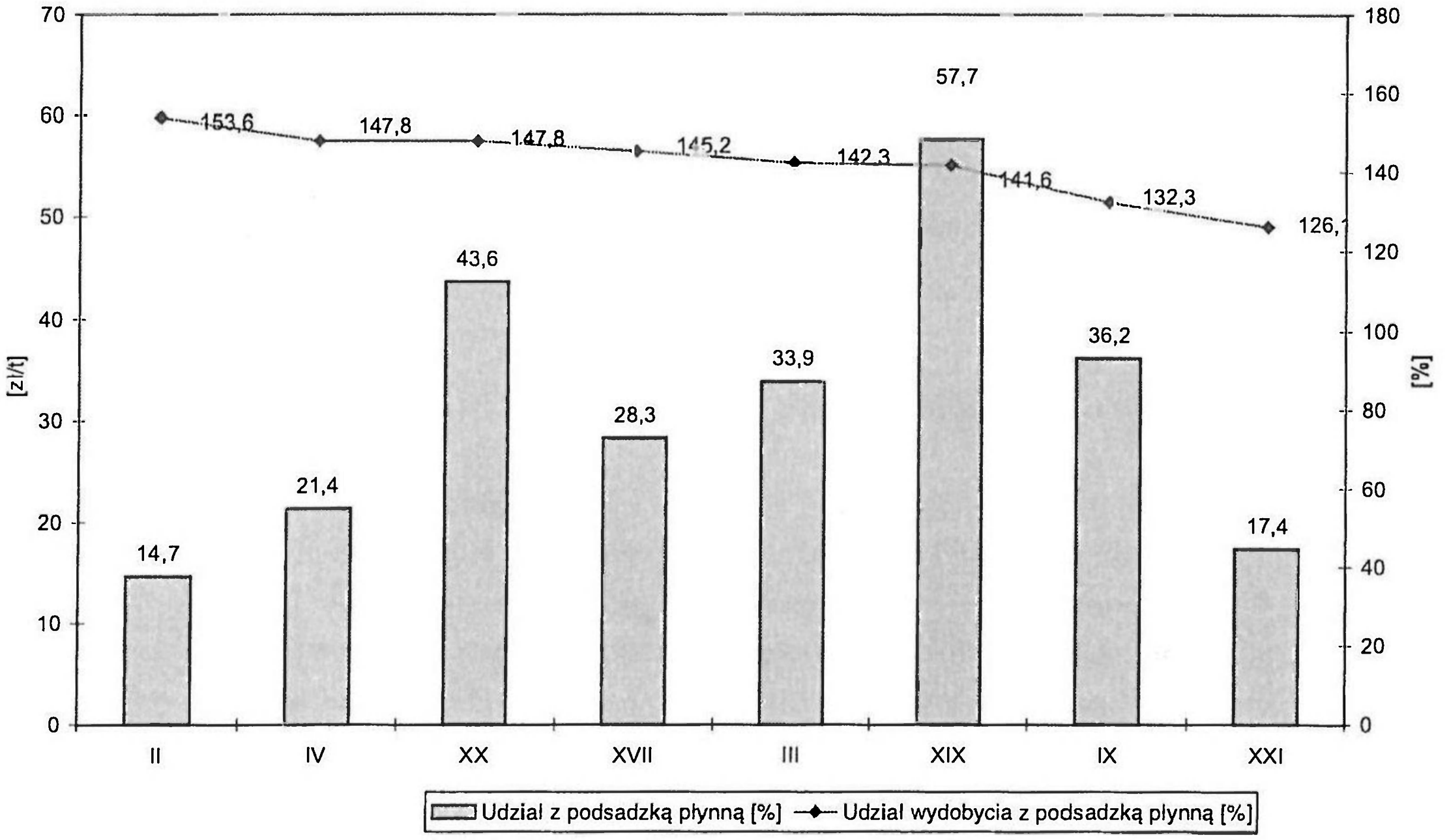
Koszty sprzedanego węgla dla kopalń prowadzących eksploatację w pokładach o grubości 1,5 do 3,5 m są zróżnicowane w kopalniach wydobywających węgiel koksujący i energetyczny. Koszty te za 6 miesięcy 2001 r. dla węgla koksującego wahają się od 156,1 do 171,8 zł/t. Analogiczne koszty dla węgla energetycznego są znacznie niższe i wynoszą od 108 zł/t do 125,3 zł/t (dla 10 analizowanych kopalń). Zatem koszt dla węgla energetycznego nie przekraczał średnich kosztów sprzedanego węgla w całym sektorze, wynoszących w tym okresie 138,1 zł/t (tab. 5), natomiast we wszystkich kopalniach wydobywających węgiel koksujący koszty były znacznie wyższe od kosztów średnich dla sektora.

Kształtowanie się kosztów sprzedanego węgla energetycznego i koksowego przedstawiono na wykresach 1 i 2. Na wykresie 3 przedstawiono koszty w kopalniach prowadzących eksploatację ścian z udziałem podsadzki płynnej.



Wykres 2. Średnie wydobycie z jednej ściany w pokładach średnich i koszty sprzedanego węgla za 6 m-cy 2001 r. (dla 5 kopalń wydobywajacych węgiel koksowy)

Graph 2. Average daily output from a single longwall in medium thickness seams and cost of sold coal for 6 moths of 2001 (5 mines producing coking coal)



Wykres 3. Koszt sprzedanego węgla i udział wydobycia z podsadzką płynną za 6 m-cy 2001 r. (dla 8 kopalń)

Graph 3. Cost of sold coal and the share of production with hydraulic packing for 6 months of 2001 (8 mines)

5. Wyposażenie techniczne ścian w pokładach średnich

Prowadzona w Polsce gruntowna modernizacja wyposażenia ścian, jest zgodna z tendencjami w takich krajach jak Niemcy, USA i Australia. Zakres stosowanego wyposażenia technicznego ścian w tych krajach stanowi inspirację dla działania w kierunku unowocześnienia krajowego wyposażenia. Działania te są ukierunkowane na wzrost koncentracji wydobycia ze ścian, co wymusza wzrost postępu ścian i odpowiednie przygotowanie przyszłej eksploatacji o dłuższych wybiegach.

Wzrost wydobycia z jednej ściany jest szczególnie ułatwiony w eksploatacji pokładów średniej grubości. W tej grupie pokładów uzyskuje się najlepsze wyniki produkcyjne i stąd też wynika najwyższa intensyfikacja eksploatacji tych pokładów w stosunku do zasobów operatywnych węgla. Dane zobrazowano na wykresach 1 i 2.

Wydajność jest jednym z podstawowych wskaźników wynikającym również ze stanu techniki i technologii zastosowanych maszyn i urządzeń. Osiągnięcie wysokiej wydajności jest zależne od wzrostu koncentracji wydobycia, co jednocześnie powoduje spadek kosztów wydobycia. O wzroście koncentracji wydobycia decydują przede wszystkim maszyny urabiające nowej generacji. Stąd został położony nacisk na maszyny urabiające, bowiem one stanowią składnik najbardziej podatny na awaryjność wysokowydajnych kompleksów ścianowych. Jak podaje W. Sikora [2] wydajność urabiania w ścianie jest uzależniona przede wszystkim od zainstalowanej mocy kombajnu. Od niej zależy prędkość posuwu kombajnów i prędkość skrawania. Ponieważ 65% pokładów węgla zaliczanych jest do pokładów trudno urabialnych i bardzo trudno urabialnych, stąd stosowane moce kombajnów muszą być wysokie.

Projektowane w latach osiemdziesiątych kombajny ścianowe o mocy do 400 kW były przystosowane do wydobycia dobowego około 2000 t/d. Obecnie stosowane kombajny produkcji krajowej o mocy do 1200 kW pozwalają na uzyskanie ciągłego wydobycia na poziomie 10 000 t/d. Jak podano w tabeli 5, najlepsze przodki ścianowe w I półroczu 2001 r. uzyskiwały wydobycie roczne od 1 do 1,5 mln ton węgla handlowego przy dobowym wydobyciu od 4000 t/d do 7300 t/d. Szczytowe wydobycie wynosiło 12 000 t/d.

Wyposażenie 10 najlepszych przodków eksploatowanych w pokładach średnich o wysokości 2,0—3,5 m, w I półroczu 2001 r. przedstawiało się następująco:

— 6 kombajnów krajowych w tym: 3 kombajny produkcji Zabrzańskich Zakładów Mechanicznych S.A. i 3 produkcji FM Famur SA,
— 4 kombajny zagraniczne w tym: 3 produkcji firmy Eickhoff i 1 firmy JOY,
— 7 przenośników ścianowych krajowych w tym: 5 wyprodukowanych w Rybnickiej Fabryce Maszyn Ryfama S.A. i 2 w FM Glinik SA,
— 3 przenośniki zagraniczne w tym: 2 firmy JOY i 1 DBT,
— 10 obudów zmechanizowanych krajowych w tym: 5 wyprodukowanych w FZOŚ Fazos SA, 2 w FMG Pioma SA, 2 w TFUG Tagor SA, i 1 w Sato.

Jak wynika z powyższego zestawienia, wśród najlepszych ścian w 2001 r. większość wyposażona jest w maszyny produkcji krajowej.

Wobec zwiększonych wymagań wydajnościowych i trwałościowych maszyn urabiających dla ścian o dużej koncentracji wydobycia, krajowe fabryki maszyn górniczych coraz bardziej zbliżają się swoimi rozwiązaniami technicznymi do standardów światowych.

Najnowsze rozwiązania konstrukcyjne kombajnów charakteryzują się:
— zwiększoną mocą zainstalowaną (700—1200 kW),
— zwiększoną prędkością roboczą i manewrową (10 m/min robocza i 16 m/min manewrowa),
— wyposażeniem w układy diagnostyki stanu technicznego,
— zwiększoną trwałością.

Kombajny te są wyposażone w organy urabiające o zabiorze zwiększonym do 0,8 m, ładowarki osłonowe wspomagające załadunek urobku przy dwukierunkowym urabianiu. Większość kombajnów eksploatowanych w polskim górnictwie zasilana jest napięciem 1000 V. Jednocześnie trwają próby z maszynami na napięcie 3300 V. Pozytywne wyniki eksploatacyjne wskazują, iż takie napięcie dla kompleksów wysokowydajnych będzie stosowane w coraz większym zakresie. Ponadto, biorąc pod uwagę stan techniki jak również rozwiązania konstrukcyjne kombajnów zagranicznych, ciągniki hydrauliczne powinny być zastąpione napędami elektrycznymi.

Niewątpliwie duże znaczenie w ciągłości wydobycia ścian mają niezawodne przenośniki ścianowe nowej generacji. Pod względem nowoczesności nowe przenośniki spełniają wymagania stawiane dla ścian wysokowydajnych. Zakres zastosowania tych przenośników w kopalniach jest jeszcze niewystarczający. Jak podaje J. Suchoń [3] parametry użytkowanych przenośników ścianowych w Polsce są gorsze niż w kopalniach zagranicznych. Najistotniejsze różnice polegają na:
— mniejszych prędkościach łańcucha zgrzebłowego,
— mniejszej długości przenośnika,
— mniejszej wytrzymałości łańcuchów zgrzebłowych,
— niższych mocach napędów.

RFM Ryfama S.A. opracowała nowoczesny przenośnik spełniający standardy światowe, który został zastosowany w 2001r. do współpracy wysokowydajnym kombajnem firmy JOY w ścianie w KWK Piast. Przenośnik ten posiada moc zainstalowaną 1 200 kW i rynny odlewane o profilu E 330/1100.

Jak wynika z tabeli 4, wysoką koncentrację wydobycia uzyskuje się również ze ścian, w których stosowane są krajowe przenośniki ścianowe będące w powszechnym użyciu. Wyniki eksploatacyjne przenośników wyprodukowanych przez FM Glinik S.A. i RFM Ryfama S.A. wskazują iż została w dużym stopniu zwiększona trwałość, wydajność i niezawodność tych urządzeń.

W zakresie obudów zmechanizowanych obserwuje się najmniejszy rozwój technologiczny ze wszystkich maszyn i urządzeń wchodzących w skład kompleksów ścianowych. Obudowy zmechanizowane nie powodują większych przestojów awaryjnych pracy ścian, stąd w wielu przypadkach wystarczy przeprowadzić ich modernizację i przystosować do obowiązujących przepisów. W grupie średnich pokładów są stosowane praktycznie obudowy wszystkich krajowych producentów ze znaczną przewagą typu Fazos. Obudowy w ścianach wysokowydajnych są w coraz większym stopniu wyposażane w pilotowe sterowanie hydrauliką, co znacznie skraca czas przestawiania sekcji obudowy i poprawia bezpieczeństwo obsługi. Istniejące ograniczenia w szerokim zastosowaniu tych rozwiązań są spowodowane dużą ceną zakupu tych urządzeń.

6. Wnioski

1. Największa intensyfikacja eksploatacji węgla występuje w pokładach średniej grubości od 1,5 do 3,5 m. Udział pokładów średnich w zasobach operatywnych na poziomach czynnych wynosi 55%, natomiast udział wydobycia z tych pokładów wynosi 74% (rys. 1 i 2). Zatem są to pokłady węgla najbardziej sprzyjające zwiększaniu koncentracji wydobycia i obniżaniu kosztów produkcji.

2. W pokładach o średniej grubości są ściany zlokalizowane o najwyższym wydobyciu. Z tych ścian w I półroczu 2001 r. uzyskano najwyższe wydobycie miesięczne na poziomie 164 tys. ton węgla handlowego przy średnio dziennym wydobyciu 7454 t/d. Szczytowe wydobycie wyniosło 12 000 t/d.

3. Większość maszyn i urządzeń stosowanych do eksploatacji pokładów średnich, w których zlokalizowane ściany uzyskują najlepsze wyniki produkcyjne jest produkcji krajowej. W tej grupie ścian duży udział z importu stanowią jedynie kombajny ścianowe. Jednakże krajowe kombajny produkowane seryjnie, w wielu kopalniach pozwalają już na uzyskanie wysokiej koncentracji produkcji z jednego przodka ścianowego.

4. W czerwcu 2001 r. nisko produktywnych ścian o wydobyciu do 1500 t/d było 37 co stanowiło około 23% ścian czynnych. Obecnie największe rezerwy dla zwiększenia koncentracji wydobycia dostrzega się w tej kategorii ścian.

5. Przedmiotem szczegółowej analizy powinno być zbadanie przyczyn niskiej produktywności prawie $\frac{1}{4}$ eksploatowanych ścian w polskim górnictwie.

Literatura

[1] Klich A., Krauze K., Gospodarczyk P., Ptak J., 1998: *Awaryjność maszyn i urządzeń w ścianach o dużej koncentracji wydobycia*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej.

[2] Sikora W., 1998: *Koncentracja produkcji w polskich kopalniach węgla kamiennego*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej.

[3] Suchoń J., 2001: *Modernizacja i nowe rozwiązania w zakresie przenośników zgrzebłowych*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej.

[4] Statystyka COIG SA

Extraction of medium thickness hard coal seam as the factor of production concentration increase at mines in Poland

Abstract

The paper presents the quantities of mineable coal reserves in total and at active horizons according to seam thickness. In the form of tables and figures the percentage share of production from medium thickness seams was presented as against the total production.

Experiences were presented from exploitation of medium thickness seams, showing the longwalls with greatest production. Particular attention was paid to coal production concentration increase from medium thickness seams pointing to existing possibilities in this respect. Also the trends were presented in modernisation of technical equipment of longwalls targeted at, among others, limitation of stoppages of longwalls operation due to failures.

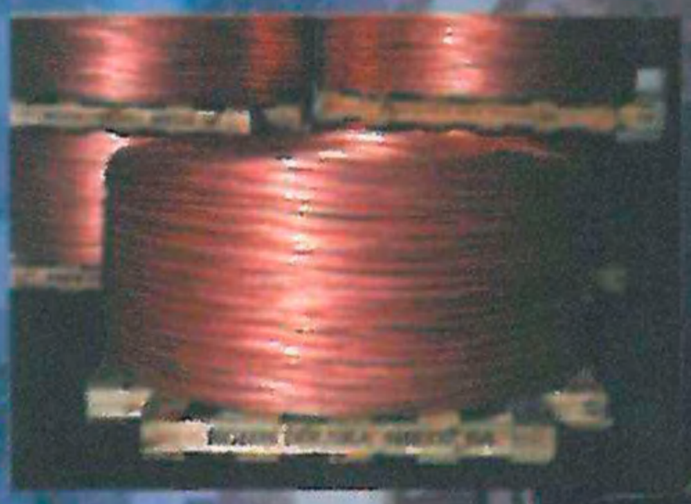
Druk z gotowych oryginałów wykonała
Drukarnia „PATRIA", Kraków, ul. W. Żeleńskiego 29

KGHM

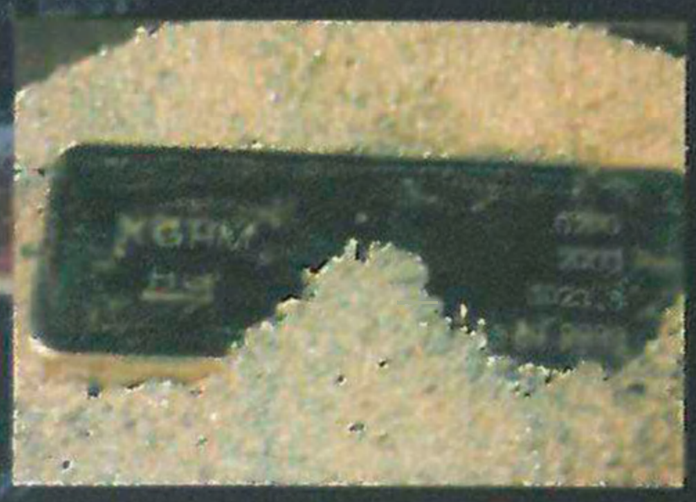
40 lat 40 lat 40 lat 40 lat 40 lat 40 lat 40 lat 40 lat 40 lat 40 lat 40 lat

POLSKA MIEDŹ SA









FABRYKA TAŚM TRANSPORTEROWYCH STOMIL WOLBROM S.A.

- taśmy tkaninowo-gumowe do przenośników ogólnego przeznaczenia, antystatyczne: zwykłe i trudnozapalne
  - na tkaninie poliamidowej P,
  - na tkaninie poliestrowa-poliomidowej EP,
- taśmy tkaninowo-gumowe trudnopalne GTP (chloroprenowe), antystatyczne dla górnictwa węgla kamiennego i rud miedzi
- taśmy z linkami stalowymi ST: zwykłe, trudnozapalne i trudnopalne GTP ST
- taśmy tkaninowo-gumowe specjalne: spożywcze, olejoodporne, profilowane itp.
- taśmy tkaninowo-gumowe odporne na temperatury do 120°C i do 180°C
- taśmy gumowe z siatką metalową: zwykłe Normal-Flex, odporne na temperatury do 200°C Termo-Flex, trudnopalne GTP-Flex
- pasy pędne
- płyty gumowe wulkanizowane, niewulkanizowane, z i bez przekładek tkaninowych (zwykłe, olejo-, kwaso- i ługoodporne)
- gumolit, wykładziny ryflowane i z profilem pastylkawym
- płyty do wykładania przejazdów torowych
- mieszanki gumowe (zwykłe, trudnozapalne, trudnopalne, olejo-, kwaso-, ługoodporne i inne)
- zgarniacze do czyszczenia taśm: zwykłych, trudnozapalnych i trudnopalnych; płyty do przesypów, oburtowań, itp.
- okładziny bębnów i rękawowe krążników
- kleje
- inne wyroby gumowe do transportu taśmowego

rok zał. 1908

FTT WOLBROM®

TÜV CERT
EN ISO 9001
QA 041005549

Fabryka Taśm Transporterowych
STOMIL WOLBROM S.A.

ul. 1 Maja 100
32-340 Wolbrom

ZAPRASZAMY DO WSPÓŁPRACY

tel. (032) 644 12 86 tel. (032) 644 16 76
tel. (032) 644 16 12 tel./fax (032) 644 12 84
e-mail: ftt@fttwolbrom.com.pl

PRZEDSIĘBIORSTWO
Produkcyjno-Usługowo-Handlowe

40-021 Katowice, ul. Damrota 16

tel./fax:(032)2563276,(032)256-54-66,(032)7573154;tel.:(032)2565632,(032)7573132

PRODUKCJA:
1. SIATKA STALOWA ZGRZEWANA typu MIDO
2. SIATKA STALOWA ZGRZEWANA typu MIDO - P
3. ROZPORY RUROWE do obudowy V
4. ROZPORY RUROWE PODATNE do obudowy V
5. KOTWY URABIALNE typu KWSZ z WŁÓKIEN SZKLANYCH
6. KOTWY STALOWE WKLEJANE typu KSM
7. ELEMENTY OBUDOWY KOTWOWEJ
8. ZŁĄCZA DO OBUDÓW V36
9. SPOIWO MINERALNE typu MDG-K

HANDEL:
1. HURT I DETAL OPON SAMOCHODOWYCH
2. WYROBY HUTNICZE
3. SPRZEDAŻ WĘGLA
4. OBRÓT WIERZYTELNOŚCIAMI

Ponadto jesteśmy przedstawicielem handlowym niżej wymieniowych firm:
1. „EKOKLINKIER" – Zakład ceramiki budowlanej – BOGDANKA – producent cegły klinkierowej drążonej.
2. ULSTEIN FAMA Sp. z o.o. z GNIEWA – producent m.in. agregatów pomp typu PT do torkretowania wyrobisk górniczych itp.
3. „WARBO" Spółka z o.o. z BOGDANKI – producent maszyn i urządzeń dla przemysłu węglowego

PRODUCTION:
1 Type MIDO pressure-welded steel wire net
2 Type MIDO-P pressure-welded steel wire net
3 Tube Sprags for V supports
4 Tube sprags, flexible, for V supports
5 Type KWSZ glass fibre mineable ties
6 Type KSM steel ties, Cemented
7 Roof boiling elements
8 Joints for V36 roof bolting
9 Type MDG-K mineral binder

TRADE:
1 Car tyre retail and wholesale
2 Metallurgical products
3 Coal sale
4 Debt trading

Moreover, we are the commercial representative of the following companies:
1 EKOKLINKIER – Building ceramics factory – BOGDANKA – manufacturer of hallow clinker bricks.
2 ULSTEIN FAMA Ltd in Gniewo – manufacturer of, among others type PT pump units for excaviation spraying etc.
3 WARBO Ltd in. Bodganka – manufacturer of machines and equipment for mining industry.

Optymalizacja doboru obudowy wyrobisk korytarzowych

z zastosowaniem produkowanych i wdrażanych przez firmę MIDO rozpór rurowych wieloelementowych i siatek okładzinowych zgrzewanych typu MIDO.

Analiza ekonomiczna wykazała, że w kopalniach węgla kamiennego nastąpił znaczny wzrost kosztów jednostkowych przy wykonywaniu wyrobisk chodnikowych. Wzrost ten powodowany jest głównie wzrostem kosztów materiałów na jednostkę wykonanych wyrobisk oraz wzrostem kosztów robocizny.

W ostatnim okresie czasu poszukiwania w zakresie uzyskania obniżki kosztów jednostkowych szły więc w kierunku optymalnego wykorzystania podporności odrzwi obudowy, których koszt wpływa decydująco na jednostkę wykonywanych wyrobisk chodnikowych. Uznano, że właściwa stabilizacja poszczególnych odrzwi obudowy prowadząca do bardziej efektywnego wykorzystania podporności pozwoli na jej rozrzedzanie w stosunku do dotychczas stosowanego rozstawu, a tym samym osiągnięcie zamierzonego obniżenia kosztu jednostkowego. Słuszność tych rozważań potwierdziło zastosowanie w kopalniach wieloelementowych rozpór rurowych dwustronnego działania umożliwiają-cych rozrzedzenie obudowy do 1,5m. Parametry techniczne tych rozpór oraz łatwość ich montażu spowodowały możliwość obniżenia kosztów w zakresie materiałochłonności jak również pracochłonności na jednostkę wykonywanych wyrobisk.

Możliwość zwiększenia rozstawu obudowy z tytułu zastosowania rozpór rurowych wymogła opracowanie okładzin siatkowych zgrzewanych nowego typu, które spełniłyby wymogi wytrzymałościowe dla rozstawu obudowy do 1,5 mb, ze szczególnym uwzględnieniem wytrzymałości na obciążenia momentem zginającym.

Takim rozwiązaniem, spełniającym w pełni te wymogi, są wdrażane po raz pierwszy w polskim górnictwie, opracowane przez firmę MIDO i zgłoszone do ochrony w UP RP siatki okładzinowe zgrzewane typu MIDO.

Podstawowe zalety siatek typu MIDO to:
- duża wytrzymałość na zginanie wynikająca z ich odmiennej zasady działania, pewne połączenie siatek między sobą,
- szybka i łatwa zabudowa,
- zmniejszenie do minimum koniecznego wyłomu,
- natychmiastowy kontakt obudowy z górotworem w przypadku precyzyjnego wykonania wyłomu.

Powyższe zalety techniczne produkowanych i oferowanych przez firmę MIDO rozpór i siatek prowadzą wprost do maksymalnego wykorzystania podporności odrzwi obudowy, a co za tym idzie uzyskania znacznego obniżenia kosztu jednostkowego wykonania 1 mb wyrobisk korytarzowych.

Z powyższych powodów już kilka kopalń węgla kamiennego w polskim górnictwie z powodzeniem stosuje materiały i technologię uzyskując znaczące efekty ekonomiczne.

Pierwszą kopalnią wdrażającą z dużym powodzeniem powyższą technologię i materiały jest KWK Jankowice.

Zakład Górniczo-Energetyczny Sobieski-Jaworzno III Sp. z o.o.



ul. Grunwaldzka 37, 43-600 Jaworzno
tel.: +48 32 616 44 02; fax: +48 32 616 44 76

LUBELSKI WĘGIEL
„BOGDANKA"
SPÓŁKA AKCYJNA





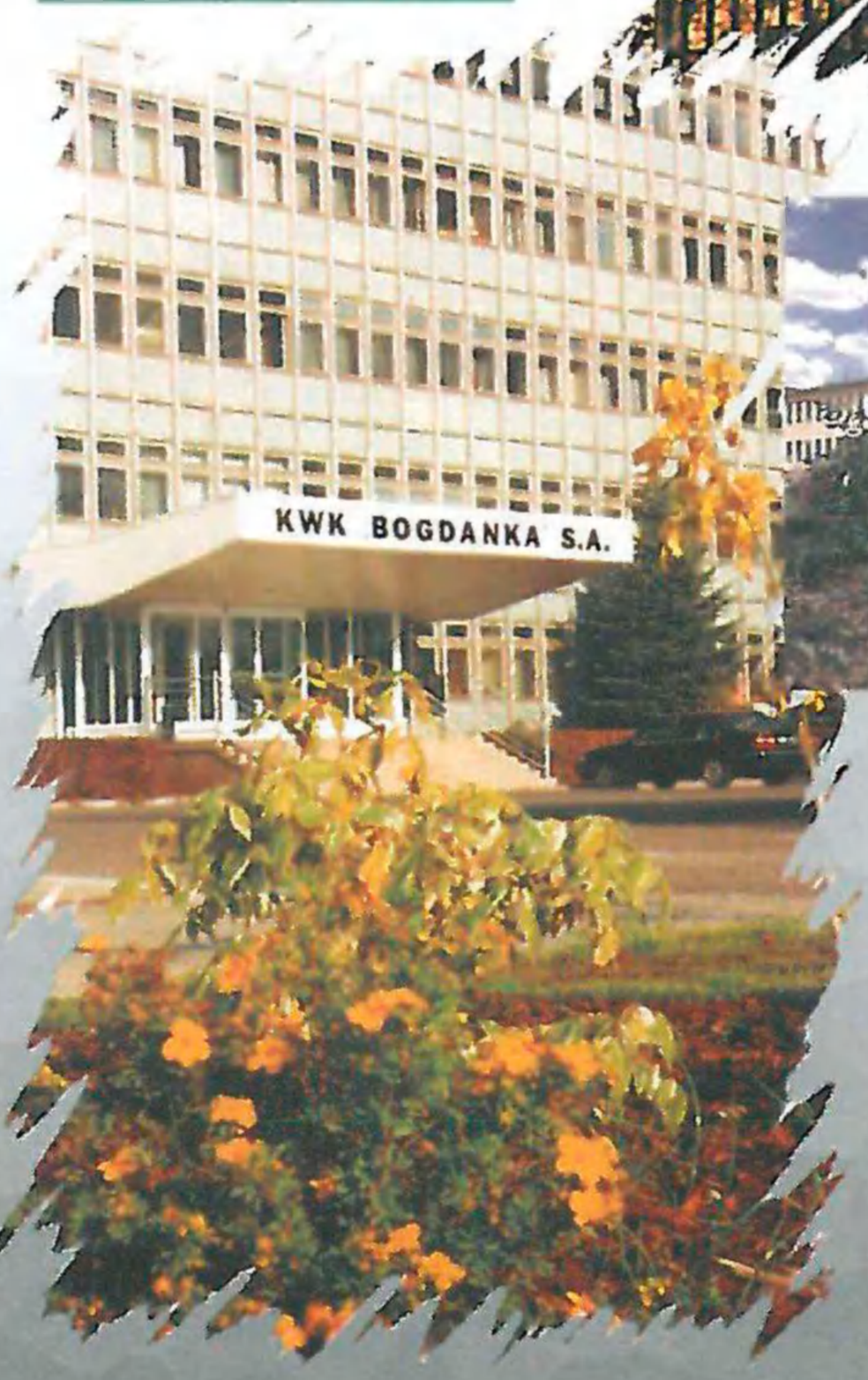
KOPALNIA ROKU 1998
Pierwsze miejsce
w konkursie Szkoły
Eksploatacji Podziemnej
i Górniczej Izby
Przemysłowo-Handlowej



KOPALNIA ROKU 1999
Pierwsze miejsce
w konkursie Szkoły
Eksploatacji Podziemnej
i Górniczej Izby
Przemysłowo-Handlowej



KOPALNIA ROKU 2000
Pierwsze miejsce
w konkursie Szkoły
Eksploatacji Podziemnej
i Górniczej Izby
Przemysłowo-Handlowej







LUBELSKI WĘGIEL
„BOGDANKA" SA
21-013 Puchaczów
tel. (081) 462 51 00
(081) 462 51 01
fax (081) 462 51 91
(081) 462 56 37
E-mail: bogdanka@bogdanka.lublin.pl
Internet: http://www.bogdanka.lublin.pl



Materiały wybuchowe emulsyjne ekologiczne

Emulgit 82 GP nabojowany do stosowania w zakładach górniczych podziemnych niewęglowych i odkrywkowych.

NOWOŚĆ !

Super nowoczesne materiały wybuchowe emulsyjne dotychczas nie produkowane na świecie - EMW typu LWC jako zamienniki dynamitów!

- charakteryzują się one wysokim bezpieczeństwem podczas transportu i ładowania,
- w swoim składzie nie zawierają substancji toksycznych,
- są fizjologicznie obojętne,
- wyróżniają się znikomą czułością na bodźce mechaniczne (tarcie, uderzenie),
- zawierają znacznie mniej części toksycznych w gazach postrzałowych (w porównaniu z innymi materiałami wybuchowymi),
- są całkowicie wodoodporne,
- mogą być stosowane w temperaturze nawet do (minus) - 25°C.

Emulgit 85P i 22P luzem, wytwarzany i ładowany do otworów strzałowych przez urządzenie z instalacją systemu MLS 2000.

Saletrole (MW typu ANFO)

Hanal 1, Hanal 3 luzem do stosowania w zakładach górniczych podziemnych i odkrywkowych,

Hanal 2 luzem wytwarzany i ładowany do otworów strzałowych na miejscu ich stosowania przez system załadowczo-mieszający typu MLS-MAC-KISSIC.

Specjalnie dla górnictwa odkrywkowego

Samobieżne systemy mieszalniczo-załadowcze do produkcji MWE, ANFO i Heavy ANFO na miejscu ich przeznaczenia.

Kompleksowa usługa wiertniczo-strzałowa połączona z optymalizacją warunków strzelania poprzez zastosowanie techniki laserowej i monitoring drgań sejsmicznych.

CE

Firma Blastexpol jako jedyna w Polsce uzyskała certyfikat CE na wszystkie produkowane przez siebie materiały wybuchowe, wydany przez unijną jednostkę certyfikacyjną BAM (Bundesanstalt für Materialprüfung).

BLAST EXPOL Sp. z o.o.
MATERIAŁY WYBUCHOWE +TECHNIKA STRZELNICZA

59-145 Chocianowiec (Duninów) • *adres korespondencyjny:* 59-140 Chocianów, skr. poczt. 18
tel. (0*76) 81 92 611, 81 92 621, fax (0*76) 81 92 670, *www.Blastexpol.com.pl*

Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2003 to Szkoła dwunasta. I znowu liczba symboliczna, odgrywająca w wielu kulturach i cywilizacjach znaczącą rolę i powszechnie znana. Wystarczy wymienić dwanaście znaków Zodiaku, dwanaście tarcz amerykańskich Indian, dwunastu apostołów czy dwunastu imamów islamu. Co będzie to oznaczać dla uczestników Szkoły? Myślę, że... kolejne interesujące spotkanie, wykłady International Mining Forum w nowej, sądzę że atrakcyjnej formule, tradycyjnie referaty w ramach sesji:

- Nowe techniki i technologie w eksploatacji podziemnej złóż,
- Drogi obniżenia kosztów wydobycia kopalin,
- Zarządzanie bezpieczeństwem pracy w kopalniach,
- Eksploatacja cienkich złóż.

Mam nadzieję, że po raz pierwszy rozstrzygniemy konkurs o Złotą Publikację Roku. Dlaczego Złotą? Ano dlatego, iż właśnie złoto jest symbolem ogromnego trudu pracy górników, jakiego wymaga eksploatacja na głębokości często ponad 3000 metrów. Jest ono także symbolem wspaniałych rozwiązań technicznych i technologicznych, jakie są niezbędne do zastosowania w procesie jego pozyskania. Od zarania dziejów jest też metalem magicznym. To przecież o wybitnych osobach mówimy, że zapisały się w historii złotymi zgłoskami. W naszym przypadku fakt napisania Złotej Publikacji będzie miał dosłowne znaczenie — wyrażone stosowną złotą nagrodą. Ktoś zapyta dokąd zmierzamy? Kolejny konkurs? Odpowiadam, wiemy dokąd zmierzamy. Do coraz bardziej atrakcyjnych i z każdym rokiem ciekawszych spotkań, bo jak powiedział Seneka „Nie wieją wiatry pomyślne statkom, które nie wiedzą dokąd zmierzają ".

Jerzy Kicki

Kraków, styczeń, 2002 r.

ISBN 83-87854-34-4