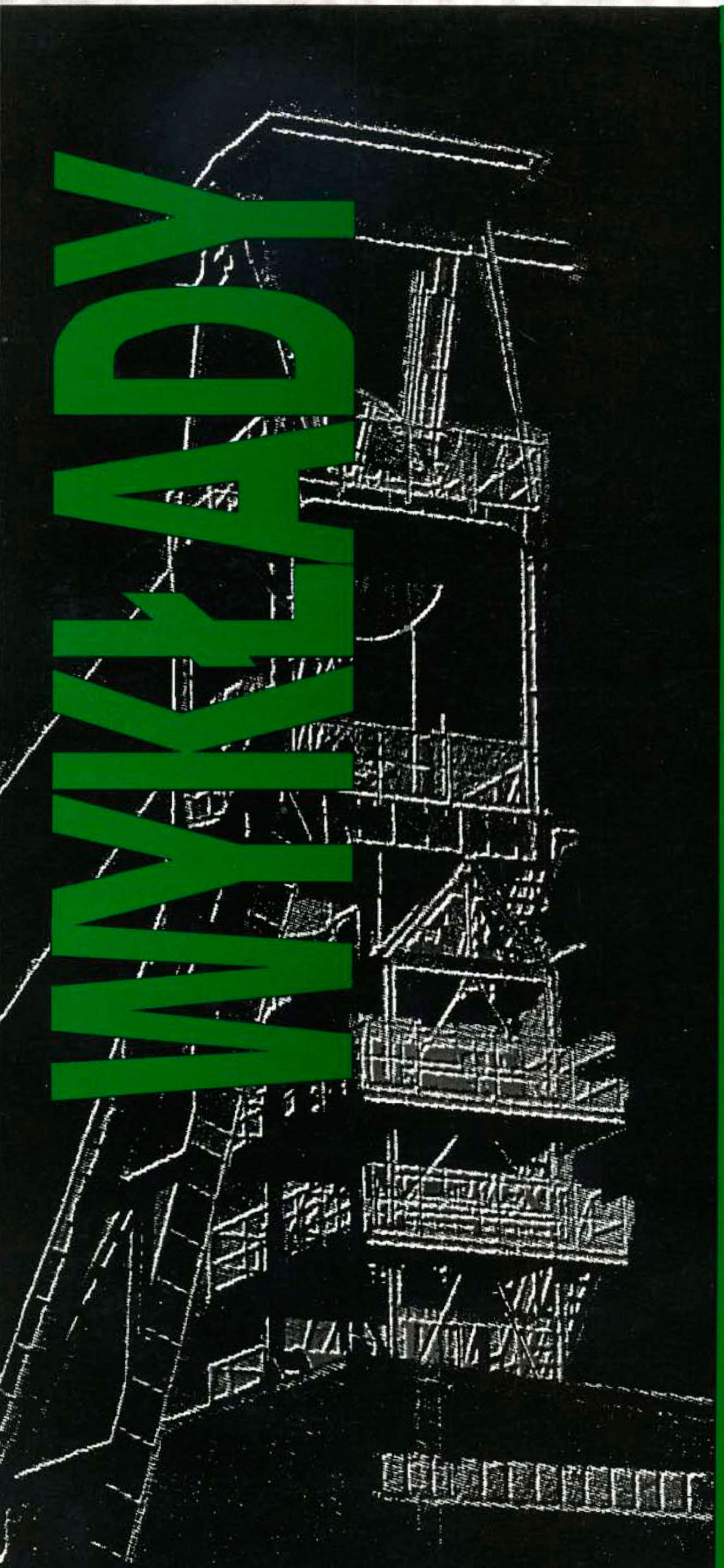
NR 13



EKSPLOATACJA CIENKICH POKŁADÓW WĘGLA KAMIENNEGO

BIBLIOTEKA SZKOŁY EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021

KGHM
POLSKA MIEDŹ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

POLSKA AKADEMIA NAUK
Centrum Podstawowych Problemów
Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią

AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA
Zakład Górnictwa Podziemnego

EKSPLOATACJA CIENKICH POKŁADÓW WĘGLA KAMIENNEGO

Szkoła Eksploatacji Podziemnej '96

Szczyrk, 26 lutego—1 marca 1996

BIBLIOTEKA SZKOŁY EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

SERIA WYKŁADY NR 13

KOMITET ORGANIZACYJNY

Jacek Jarosz (sekretarz), Jerzy Kicki (przewodniczący), Maciej Mazurkiewicz, Zenon Pilecki (wiceprzewodniczący), Zbigniew Piotrowski, Richard Sabela — przedstawiciel w Niemczech, Piotr Saługa, Jacek Sobczyk, Krzysztof Stachurski

ADRES KOMITETU ORGANIZACYJNEGO

Szkoła Eksploatacji Podziemnej
ul. J. Wybickiego 7
31-261 Kraków 65, skr. poczt. 49
tel./fax (0-12) 32-12-24
fax 32-35-24

Druk publikacji wykonano bez ingerencji merytorycznej i stylistycznej w teksty dostarczone przez Autorów

ISBN 83-86286-61-X

ADRES WYDAWNICTWA

21-261 Kraków, ul. J. Wybickiego 7, Centrum PPGSMiE PAN
tel. (0-12) 32-33-00
fax (0-12) 32-35-24

Druk z gotowych oryginałów wykonała: Drukarnia APOSTRROF s.c., Kraków, ul. Rajska 6.
Wydanie I. Nakład 350 egz.

Spis treści

Słowo wstępne 5

Konstanty F. Unrug

Eksploatacja węgla w cienkich pokładach w USA — stan obecny i perspektywy 7

Richard Sabela, Berthold Schunck

Eksploatacja cienkich pokładów węgla kamiennego w górnictwie niemieckim 27

Anton Sroka

Wpływ eksploatacji cienkich pokładów na powierzchnię w górnictwie niemieckim 35

Włodzimierz Sikora

Bariery koncentracji wydobycia w pokładach cienkich 55

Marek Jaszczuk

Stan aktualny i perspektywy mechanizacji wybierania cienkich pokładów węgla kamiennego w Polsce 67

Zbigniew Szpakowski

Doświadczenia Gliwickiej Spółki Węglowej w zakresie eksploatacji cienkich pokładów .. 77

Janusz Bajorski, Krzysztof Jaworski, Czesław Woźnica

Praktyczne rozwiązania poprawiające efektywność eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego 89

Maciej Czernicki, Stanisław Kowalski, Jan Kucza, Paweł Szczurek

Ścianowy kompleks ciągłego urabiania CLM Heintzmann — w KWK 1 Maja 107

Contens

Preface 5

Konstanty F. Unrug

Coal exploitation in the thin beds in the USA — state of the art 7

Richard Sabela, Berthold Schunck

Exploitation of thin coal beds in German mining 27

Anton Sroka

The influence of thin beds exploitation on the surface in German mining 35

Włodzimierz Sikora

Barriers of output concentration in thin seams 55

Marek Jaszczuk

The state and the future of thin seam mining mechanization in Poland 67

Zbigniew Szpakowski

An experience of Gliwice Coal Corporation in thin-seam exploitation 77

Janusz Bajorski, Krzysztof Jaworski, Czesław Woźnica

Practical solutions which improve the effectiveness of exploitation of thin hard coal beds 89

Maciej Czernicki, Stanisław Kowalski, Jan Kucza, Paweł Szczurek

Longwall complex of CLM Heintzmann continuous — in 1 Maja Coal Mine 107

Słowo wstępne

Duża ilość zasobów w pokładach cienkich (według danych z roku 1995 prawie 30% zasobów bilansowych i ponad 30% zasobów przemysłowych) oraz kłopoty technologiczne związane z ich eksploatacją skłoniły organizatorów tegorocznej Szkoły do szerszego przedstawienia tej problematyki. Zagadnienie eksploatacji cienkich pokładów ma również swoje znaczące miejsce w górnictwie niemieckim i amerykańskim, chociaż są to diametralnie odmienne sytuacje. Górnictwo niemieckie jest producentem węgla o jednych z najwyższych kosztach na świecie, górnictwo amerykańskie poszukuje nowej technologii.

W polskim górnictwie węgla kamiennego trwa od kilku lat dyskusja dotycząca eksploatacji cienkich pokładów i nie brak sceptyków, którzy uważają, że brak opłacalnej technologii praktycznie winien eliminować te pokłady z dalszych rozważań związanych z ich ewentualnym zagospodarowaniem. O ile jeszcze do niedawna mówiono o granicy eksploatacji 1,2 m, to można spotkać się też ze stanowiskiem, że przedmiotem eksploatacji winny być tylko pokłady powyżej 1,5 m.

Takie stanowisko wymaga jednak szerszych rozważań i dyskusji, do których — mam nadzieję — dojdzie w trakcie obrad Szkoły. Nie ulega wątpliwości, że zasadnicze znaczenie winien mieć rachunek ekonomiczny, ale należy pamiętać, że w chwili obecnej w naszych warunkach transformacji gospodarki jest on obarczony nie zakończonymi procesami restrukturyzacyjnymi. Istotne jest także zagadnienie wystarczalności zasobów w skali poszczególnych kopalń i całej gospodarki.

Zasadniczym zadaniem najbliższych lat pozostaje w dalszym ciągu poszukiwanie nowych technologii eksploatacji pokładów cienkich. Znacznie zwiększy szanse powodzenia tych poszukiwań szeroka współpraca międzynarodowa. Miejmy nadzieję, że do niej dojdzie, a nasze spotkanie będzie jednym z jej maleńkich ogniw.

Przewodniczący Komitetu Organizacyjnego
Szkoły Eksploatacji Podziemnej

Jerzy KICKI

Seria „Wykłady" nr 13 Szkoły
Eksploatacji Podziemnej '96, s. 7—25

Konstanty F. UNRUG
University of Kentucky, Lexington, USA

Eksploatacja węgla w cienkich pokładach w USA — stan obecny i perspektywy

Słowa kluczowe
Systemy eksploatacji-maszyny górnicze-koncepcje rozwoju

Streszczenie

Przedstawiono zagadnienia technologiczne i projektowe systemu eksploatacji węgla w cienkich pokładach. Omówiono specyfikę maszyn urabiających i transportu dostosowanych do cienkich pokładów. Podkreślono wymagania technologii eksploatacji w takich warunkach. Przedstawiono koncepcję dalszego rozwoju technologii eksploatacji cienkich pokładów węgla.

1. Wstęp

W perspektywie historycznej eksploatacja zasobów mineralnych rozpoczyna się od złóż najlepszych z punktu widzenia dostępnej technologii i atrakcyjności ekonomicznej, a w miarę ich wyczerpywania się eksploatowane są zasoby gorsze. Łączy się to ze zmianą cen rynkowych i rozwojem środków technicznych. O ile w świecie podzielonym na strefy wpływów działały rynki lokalne, o tyle w obecnej dobie ekonomii światowej i ogólnej tendencji do eliminacji barier i taryf celnych wzmaga się konkurencja producentów na rynku międzynarodowym. W krajach o znacznych obszarach terytorialnych, takich jak USA i Rosja, w których występują liczne złoża węgla, rynkowe ceny kształtują dodatkowe czynniki. Na przykład w USA, gdzie energetyka opiera się w 60% na węglu, najbardziej atrakcyjne ekonomicznie zasoby węgla położone są w największej odległości od centrów konsumpcji. Tak więc koszt transportu jest także największym składnikiem kosztu produktu. Innym elementem kształtującym rynek węglowy są wymagania jakościowe, spowodowane przepisami ochrony środowiska (Clean Air Act). Emisja SO_2 z węgli spalanych w elektrowniach jest ograniczona, co spowodowało spadek cen węgli wysokosiarkowch z pól węglowych zachodniego Kentucky, Illinois i Ohio. Węgle z pola Powder River Basin, w Wyoming i Montanie, produkowane są w cenie 4 USD za tonę. Są one niskosiarkowe, ale także niskokaloryczne z racji wysokiej zawartości wody związanej w węglu. Cena ich transportu do centrów zaludnienia i przemysłowych na wschodzie zbliża koszt ich jednostki energetycznej do węgli z pola Appalachów.

Jak zwykle w przypadku górnictwa, oprócz elementów produkcyjno-ekonomicznych występuje element socjalny. W przypadku pola Appalachów górnictwo węglowe jest najważniejszym przemysłem lokalnym i jako takie stanowi podstawę dochodu dla regionu. Obecna sytuacja złożowa pozwoli na produkcję węgla z pokładów mających ekonomiczną grubość do około 2015 roku. Jeżeli nie zostanie rozwinięta technologia eksploatacji pokładów cienkich, w których istnieją bardzo duże rezerwy, kopalnie będą musiały być zamykane. Jakkolwiek w USA istnieją bardzo znaczne zasoby na zachodzie kraju, to koszt budowy infrastruktury obejmującej drogi, koleje, zakłady przeróbcze, punkty załadunkowe itd. byłby ogromny. Ekonomia Appalachów oparta na węglu zostałaby doprowadzona do ruiny, a bezrobocie wzrosłoby ogromnie obciążając budżety stanowe.

Mając powyższe na uwadze, rozwinięcie technologii eksploatacji cienkich pokładów zostało zaproponowane przez autora jako prioretowy temat regionalny prowadzony przez Uniwersytet stanu Kentucky.

Poziom produkcji ze wschodnich pól węglowych położonych w Appalachach utrzymuje się na wysokim poziomie, a dobra jakość węgla i bliskość rynku konsumpcji czynią go konkurencyjnym dla węgli zachodnich. Jednakże zasoby w pokładach obecnie eksploatowanych kurczą się raptownie. Na obecnym poziomie produkcji zasoby te zostaną wyczerpane w ciągu 15 do 20 lat.

Zasoby w pokładach cienkich, poniżej obecnego limitu technologii wydobycia, są bardzo duże, wystarczające w przybliżeniu na następne 100 lat. Należy tu dodać, że jakość cienkich pokładów zazwyczaj jest bardzo dobra. Grubość pokładu jest funkcją czasu powstawania i dlatego w pokładzie grubym często znajdują się przerosty korespondujące ze zmianami klimatycznymi w długich okresach wymaganych dla formacji takiego pokładu. Cienkie pokłady mają często także niską zawartość siarki. Jeżeli pokład taki byłby wybierany bez zanieczyszczenia skałą (np. opadem ze stropu), wówczas mógłby być sprzedawany bez czyszczenia, co wpływałoby korzystnie na koszt produkcji.

Rozwój technologii umożliwiającej eksploatację pokładów cienkich jest w interesie producentów węgla, a także władz lokalnych. Przemysł węglowy i związane z nim przedsiębiorstwa usługowe są podstawą zatrudnienia i dochodów ludności, jak również fiskalnych wpływów dla lokalnej administracji. Ograniczenie i ostatecznie eliminacja produkcji węgla w polach Appalachów spowodowałaby ogromne zaburzenia ekonomiczno-społeczne dla tego regionu.

2. Obecne metody eksploatacji w pokładach cienkich

Górnictwo w polach Appalachów charakteryzuje się dużą rozbieżnością w wielkości poszczególnych operacji. Duże przedsiębiorstwa produkują po kilka milionów ton rocznie, podczas gdy równolegle istnieją małe, jednosekcyjne kopalnie, często zresztą sprzedające swój węgiel dużym kopalniom. Ze względu na specyfikę małych przedsiębiorstw są one zdolne do produkcji w pokładach rzędu 75—90 cm. Z punktu widzenia wielkości produkcji udział tych najniższych pokładów jest mały. Więksi producenci stosujący wysoko wydajny sprzęt nie schodzą poniżej jednego metra efektywnego prześwitu wyrobisk. Należy tutaj rozróżnić dwa zagadnienia — grubość pokładu węgla i wysokość wyrobisk. Optymalnie wysokość wyrobisk jest równa grubości pokładu. Jednak często w pokładach cienkich

wysokość wyrobisk jest większa. Wynika to albo z trudności utrzymania warstwy stropu, która odspaja się w czasie wykonywania wyrobiska i jest ładowana wraz z urobkiem, albo wyrobisko jest wykonywane wyższe niż pokład dla uzyskania wymaganego prześwitu. W tym przypadku kombajn węglowy wycina albo strop, albo spąg, w zależności od tego, co jest bardziej dogodne i mniej kosztowne.

Zasadą amerykańskiego górnictwa jest, aby jak tylko możliwe wykonywać wszystkie wyrobiska w pokładzie. Jednakże bywają pokłady, które mają znaczne przerosty, i w konsekwencji znaczny procent produkcji stanowi odpad (nieraz 60—70%). Taki pokład jest równoważny pokładowi cienkiemu bez przerostu, który wycinany jest ze skałą (stropu lub spągu) dla prześwitu. Ostatecznym czynnikiem decydującym jest koszt produktu końcowego. Tak więc analiza ekonomiczna ma decydujący wpływ na decyzje dotyczące sposobu eksploatacji.

3. Metody eksploatacji i maszyny używane w cienkich pokładach

3.1. Maszyny urabiające

W górnictwie amarykańskim stosowane są obecnie dwa systemy maszyn urabiających dostosowane do cienkich pokładów. Jeden z nich jest produkowany przez Fairchild International. Kombajn tej firmy jest połączony w system z innymi maszynami towarzyszącymi. Pod nazwą Mark 22 system ten składa się z kombajnu i samojezdnego systemu przenośnikowego (zgrzebłowego) połączonego z kombajnem, który zrzuca urobek na przenośnik taśmowy podciągany za przodkami systemu komorowo-filarowego. Fairchild produkuje także wóz kotwiący i wóz dostawczy dla niskich pokładów. W tabeli 1 zestawione są parametry systemu MK 22. Zakres grubości pokładu, w którym system może pracować, mieści się w przedziale 81,2 do 127 cm.

Tabela 1. Dane systemu dla eksploatacji cienkich pokładów Mark 22, firmy Fairchild
Table 1. Data of the Fairchild Mark 22 system for thin beds exploitation

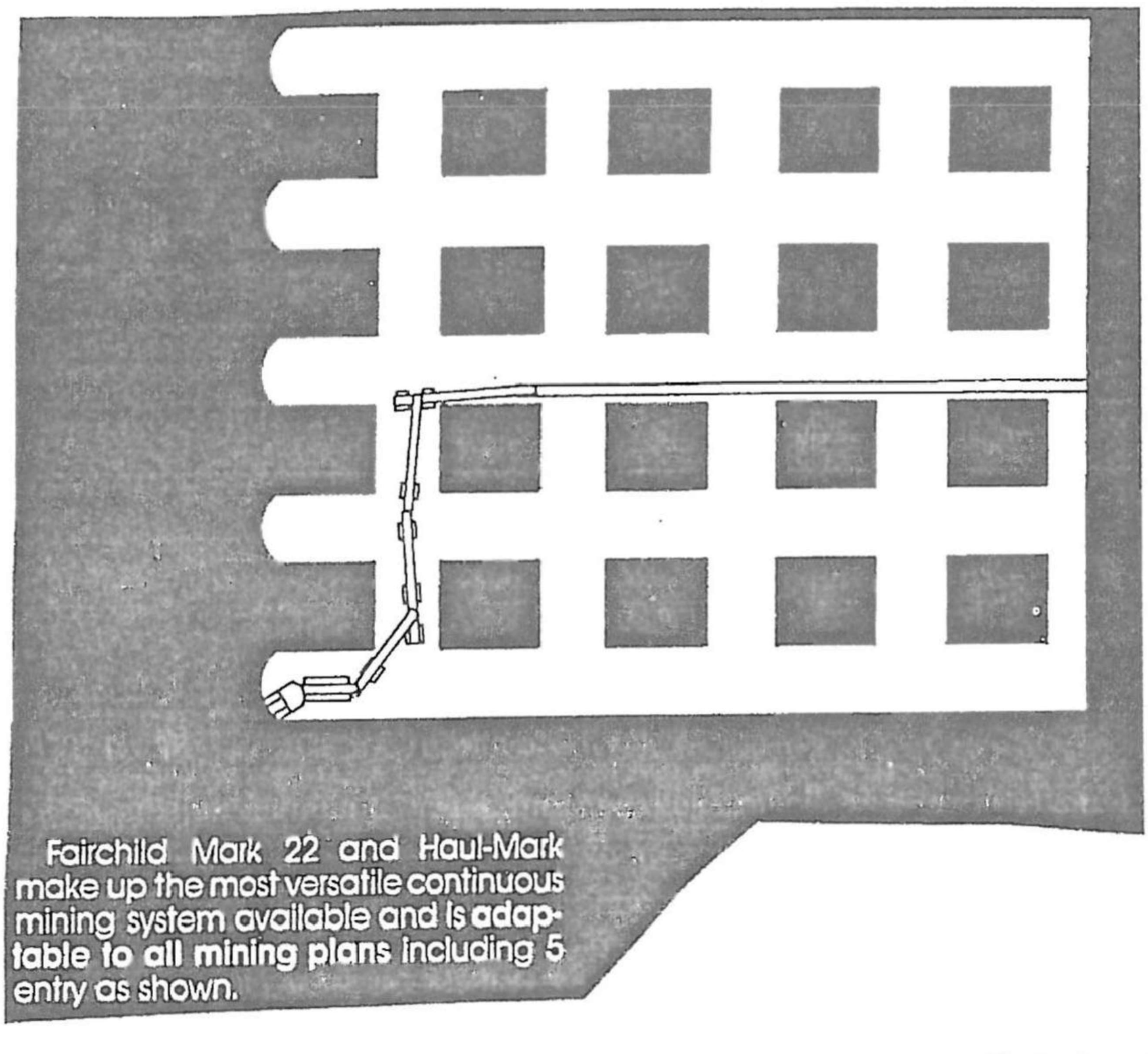
Mining Range	32″—50″	812,8—1270 mm
Cutting Width	12′—25,3′	3,66—7,7 m
Auger Speed	69 rpm	
Bit Tip Speed	470—650 fpm	143—198 mpm
Auger Motors	2—115 hp Electric, Air Cooled	2—86 kw
Conveyor Depth	5″	127 mm
Conveyor Chain Speed	420 fpm	128 mpm
Conveyor Capacity	10,9 tpm	9,8 mtpm*
Conveyor Motors	1—60 hp Hydraulic	1—45 kW
Crawler Width	16″	406 mm

tab. 1. cd.
tab. 1. cont.

Weight	62 000 lb.	210 kg
Ground Pressure	16,2 psi	111,5 kP
Tram Speed	6/38 fpm	1,8—11,6 mpm
Tram Motors	2,53 hp	2—39,5 kW
	Hydraulic	

* Based on 65 lbs. per cubic (29,5 kg) foot material weight.

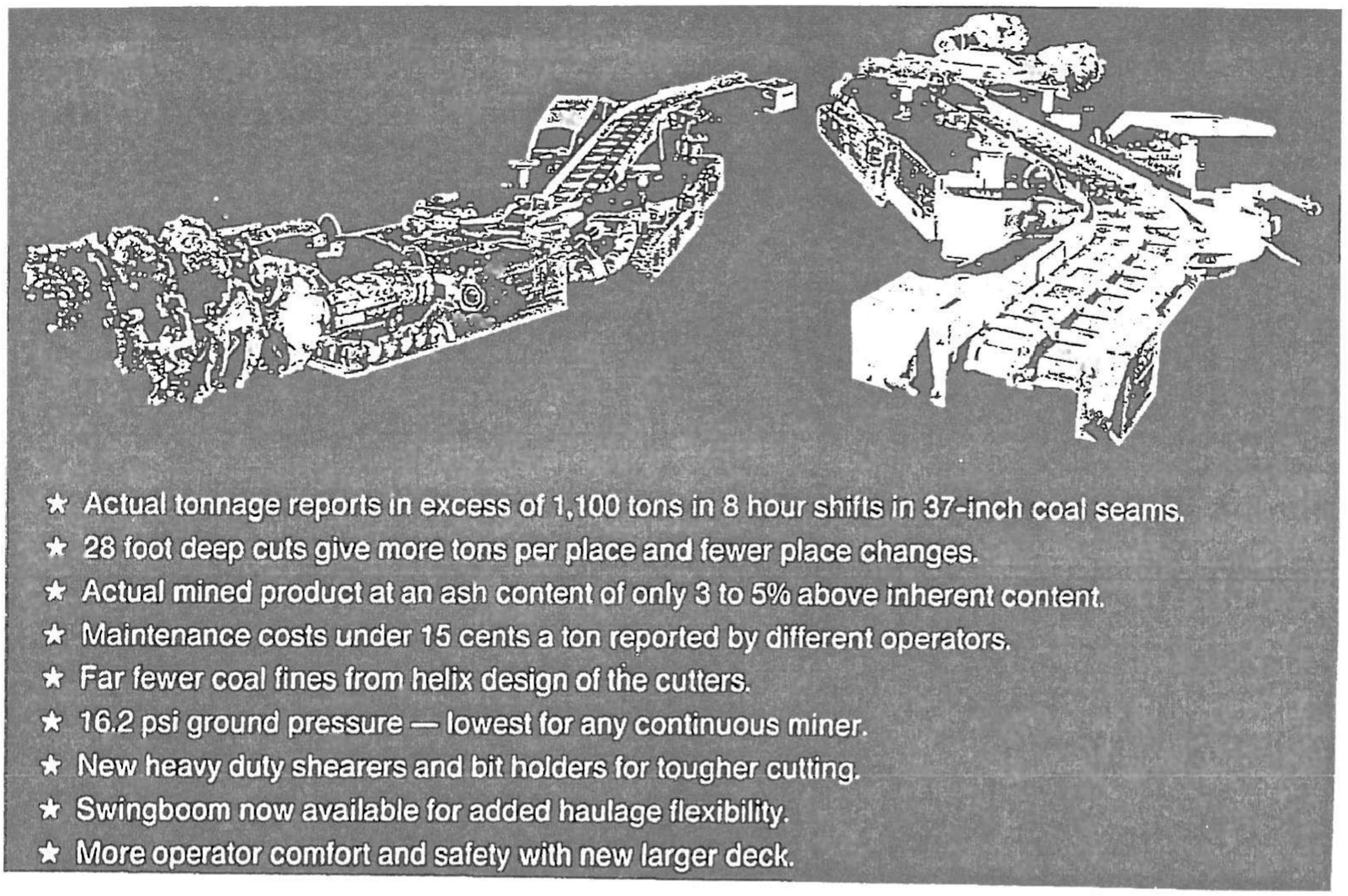
Specyfiką kombajnu Fairchild jest odmienna konstrukcja niż pozostałych kombajnów produkowanych w USA dla systemu filarowo-komorowego. Jego dwa śrubowe organy urabiające umieszczone są na ramionach, które mogą być poruszane w pionie i w poziomie (rys. 1, 2, 3 i 4). Zezwala to na posuwanie się maszyny w środku wyrobiska z możliwością wycinania 7,7 m szerokości przodka (bez manewrowania i zmiany pozycji).



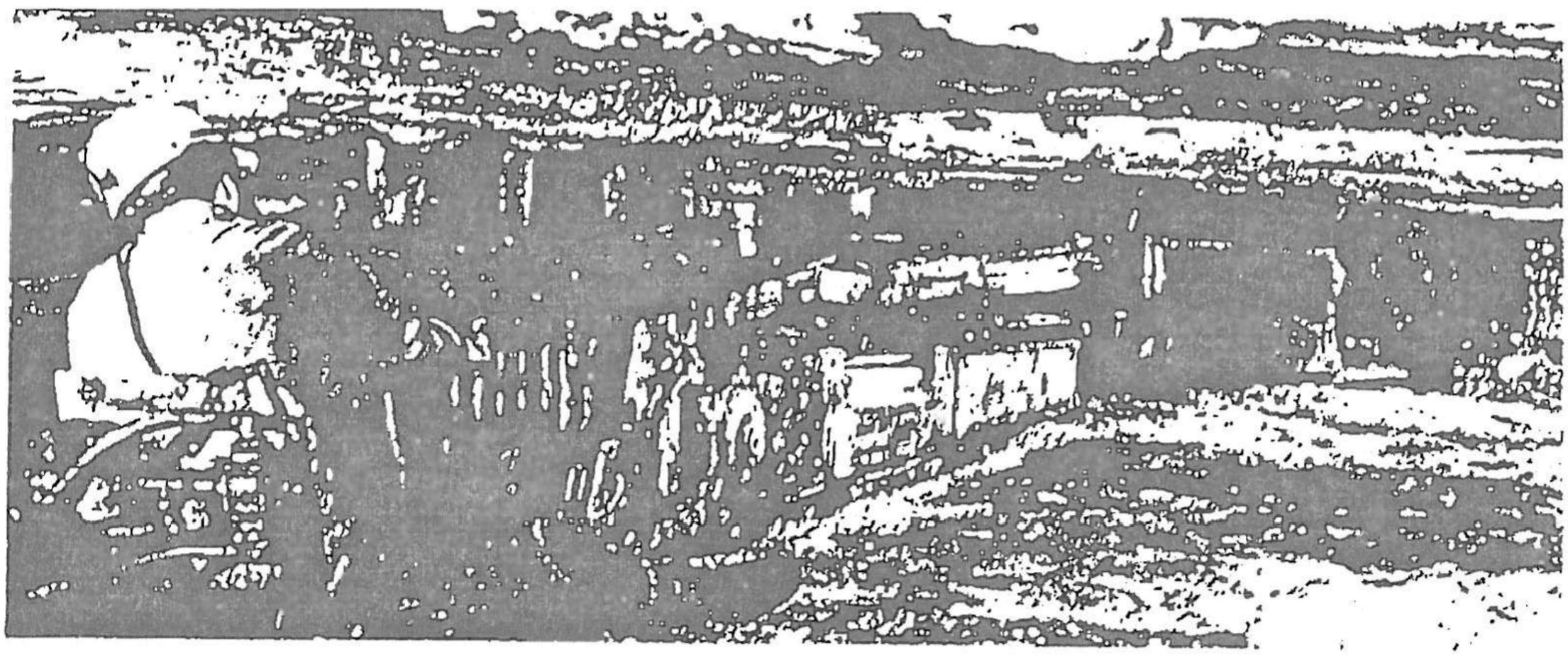
Rys. 1. Schemat udostępnienia pięcioma chodnikami z zastosowaniem systemu urabiania do pokładów cienkich Mark 22, firmy Fairchild

Fig. 1. Scheme of 5 entry opening with the use of Fairchild Mark 22 mining system in the thin beds

Kombajn wywiera mały nacisk jednostkowy na spąg (111,5 kP), dzięki czemu może pracować na miękkim podłożu i w pokładach nachylonych. Wedle producenta, system ten wybiera pokład czysto i domieszka skały w wyniku eksploatacji nie przekracza 2—3%. Wyniki produkcyjne są dobre i na przykład kopalnia Phoenix Resources Coalbank Fork #8A w Zachodniej Wirginii uzyskała rekordową produkcję na 8-godzinną zmianę 1000 ton

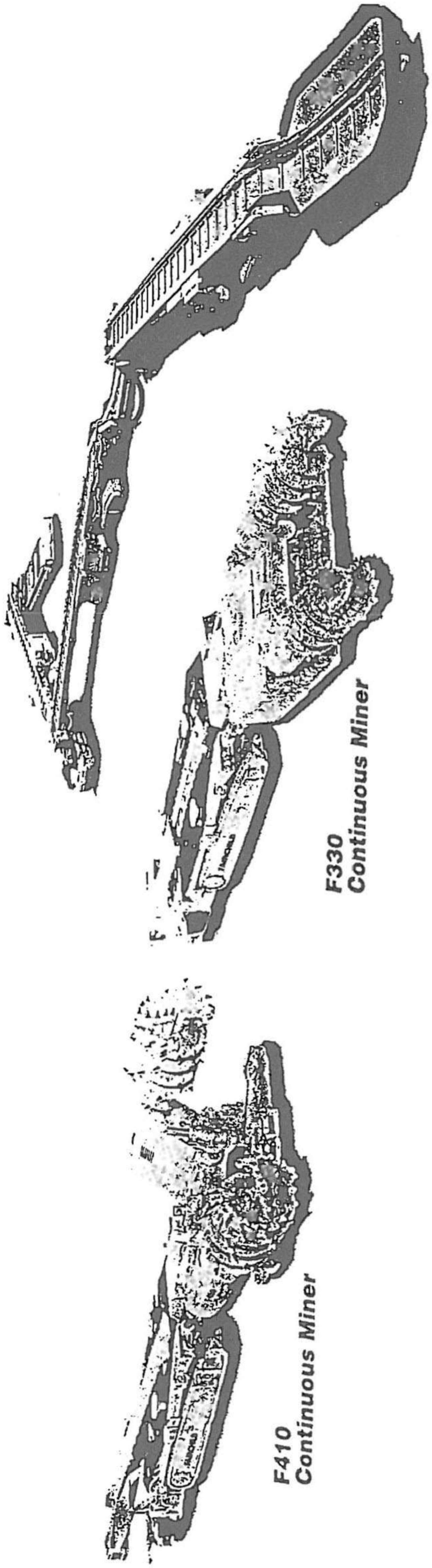


Rys. 2. Widok (z przodu i z tyłu) kombajnu do niskich pokładów firmy Fairchild
Fig. 2. Picture (front and rear view) of the Fairchild mechanical coal miner for low beds



Rys. 3. Widok kombajnu Fairchild pracującego w przodku
Fig. 3. Picture of the Fairchild mechanical coal miner working in the face

węgla oczyszczonego. Rekord ten był osiągnięty przy zawartości popiołu 8% w węglu nie oczyszczonym, z czego 5% popiołu była to zawartość w pokładzie o wysokości 94 cm. Wśród pozostałych 5 zestawów Mark 22 w tejże kopalni regularna produkcja (węgla oczyszczonego) była na poziomie przekraczającym 800 t/dniówkę.

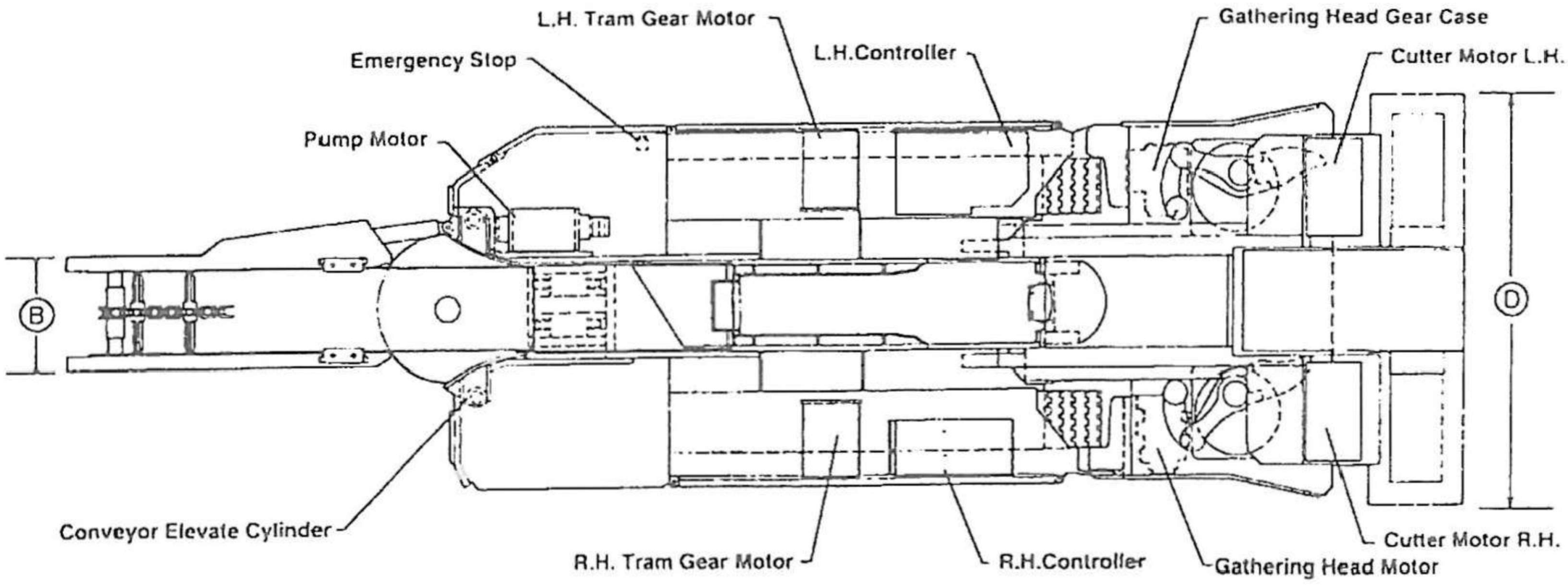


Rys. 4. Widok maszyn systemu Mark 22, od lewej dwa typy kombajnu i system odstawy ciągłej
Fig. 4. Picture of the Mark 22 machines, from the left two types of the miner and the system of the continuous haulage

Znana międzynarodowa firma Joy Manufacturing Co. produkuje drugi system maszyn dostosowany do pracy w cienkich pokładach. Składa się on z kombajnu Joy 14 CM (Continuous Miner) i samobieżnego mostowego przenośnika odstawy ciągłej Model LSH 001. Sam kombajn jest konwencjonalnej konstrukcji, podobnej do większych modeli firmy Joy. Posiada więc organ tnący bębnowy, umieszczony poprzecznie do osi maszyny. Dane techniczne maszyny przedstawione są w tabeli 2 i (rys. 5). Kombajn wycina prostokątny

Tabela 2. Dane kombajnu do eksploatacji cienkich pokładów firmy Joy Technologies
Table 2. Data of the Joy Technologies miner for thin beds exploitation

General Specifications			–10AA	–10AA
Loading Rate:			6 to 14 tonnes/min	7 to 16 tons/min
Cutter Head Diameter:		A	765 mm (710 mm Optional)	30″ (28″ Optional)
Conveyor:	Width:	B	610 mm	24″
	Depth:	C	205 mm	8″
	Chain Pitch:		85 mm	3¼″
	Speed:		123 or 145 m/m	402 or 475 FPM
Crawler Chain:	Width:		420 mm	16½″
	Pitch:		180 mm	7″
Cutter Drums:	Joy Bit Blocks, Spacing, Double Scroll Fixed Head Width, Integral End Rings		60 mm	2¼″
Cutting Wifth:		D	3.05 m	10′0″
Ground Bearing Pressure			161 kPa	23.3 psi
Base Weight:			39 tonnes	85 000 lbs.
Maximum Cutting Height:		E	2.29 m	90″
Minimum Cutting Height:		F	790 mm	31″
Basic Chassis Height:		G	650 mm	25½″
Height at Boom Pivot:		H	730 mm	28¾″
Ground Clearance:		I	150 mm	6″
Sump Speed:			0—76 m/m	0—25 FPM
Tram Speeds:	Slow:		4.6 m/m	15 FPM
	Int.:		9.1 m/m	30 FPM
	High:		19.8 m/m	65 FPM
Gathering Arm Speed:			51 or 60 RPM	51 or 60 RPM
Cutter Speed:			81 RPM	81 RPM
Bit Tip Speed:			180.7 m/m	593 FPM
Oil Tank Capacity:			197 l	52 gals.
Motors (Water Cooled)	Cutting:		2 @ 123 kW	2 @ 165 HP
	Pump:		1 @ 30 kW	1 @ 40 HP
	Gathering Head:		1 @ 48 kW	1 @ 65 HP
	Traction:		2 @ 26 kW	2 @ 35 HP
	Total:		376 kW	505 HP

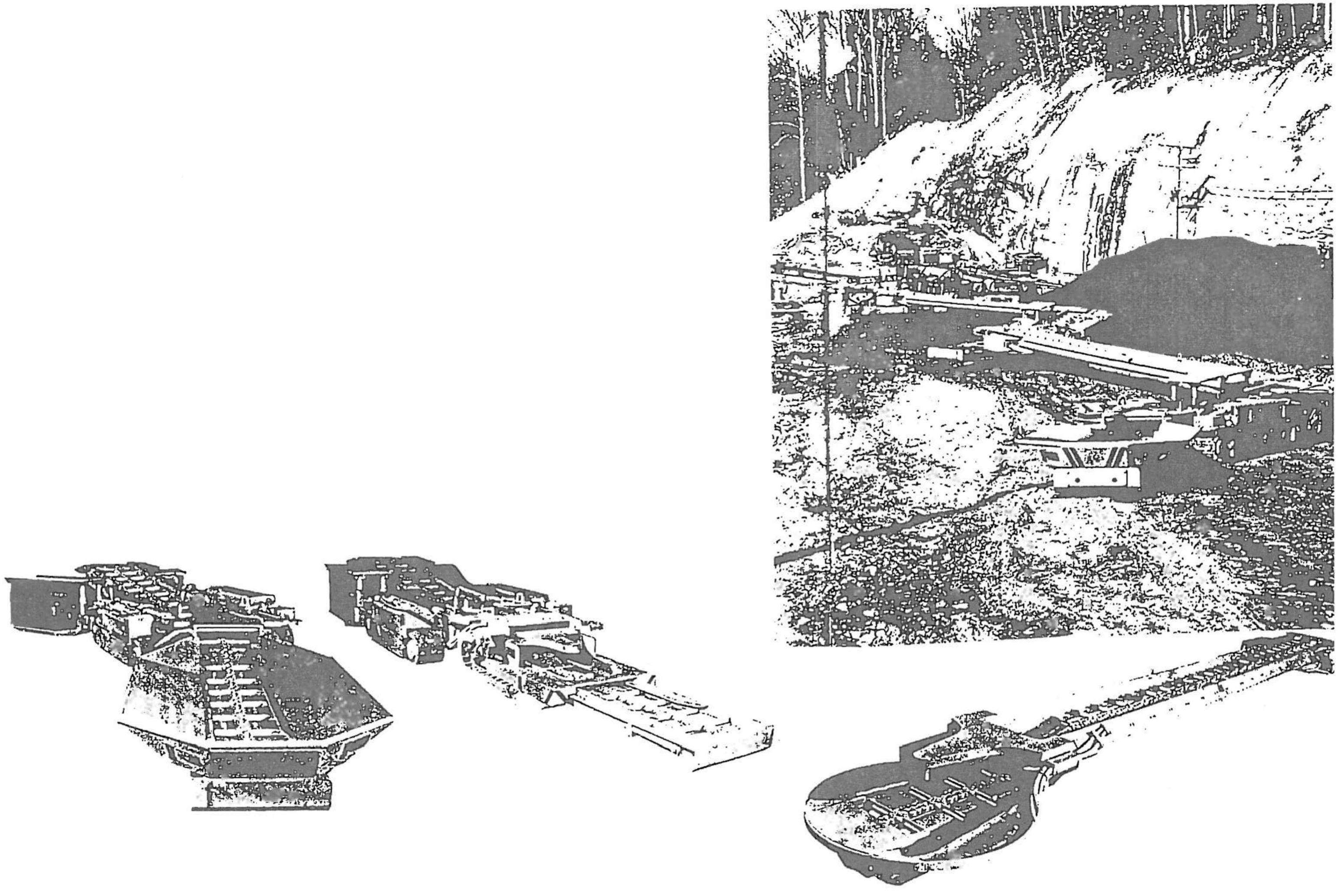


przodek równy szerokości bębna. Dla powiększenia szerokości wyrobiska wymagane jest cofnięcie maszyny i wykonanie równoległego wcięcia. Maszyna ta podobnie jak pozostałe kombajny Joya cieszy się dobrą opinią użytkowników. Zbudowana jest modularnie, co umożliwia łatwą wymianę podzespołów, nawet w przodkach. Stosunkowo duża moc pozwala na uzyskanie znacznych wydajności oraz na wycinanie skały towarzyszącej, jeśli jest to wymagane.

Podobnie jak w systemie Fairchilda opisanym poprzednio, kombajn Joya współpracuje z samobieżnym zgrzebłowym przenośnikiem segmentowym, który zrzuca urobek na przenośnik taśmowy. Dane przenośnika (rys. 3), którego maksymalna wysokość wynosi 81,3 cm, zestawione są w tabeli 3.

Przenośniki zgrzebłowe obu firm składają się z następujących segmentów. Pierwszy segment z własnym napędem gąsienicowym połączony jest z kombajnem urabiającym. Posiada on płytę zbiorczą, na którą spada urobek z przenośnika kombajnu. Przenośnik zgrzebłowy przesuwa urobek do następnego segmentu. W zależności od liczby równoległych chodników (w cienkich pokładach zazwyczaj stosuje się 5 chodników), wymagana jest odpowiednia liczba segmentów przenośnikowych. Ich długość dostosowana jest do standardowej szerokości wyrobisk równej 6 m, aby umożliwić zmianę kierunku pod kątem prostym (pomiędzy chodnikami i przecinkami). Często stosuje się przecinki pod kątem 60 stopni, co znacznie ułatwia manewrowanie przenośnikiem. Tylny segment, zasilający przenośnik taśmowy, wyposażony jest w wózek, który przesuwa się wzdłuż po ramie przenośnika taśmowego. Zwiększa to zapotrzebowanie na prześwit w tym wyrobisku, gdyż wysokości końcówki przenośnika i przenośnika zgrzbłowego dodają się. Tak więc często zachodzi potrzeba wycinania środkowego chodnika (przenośnikowego) o większej wysokości niż pozostałych chodników. Końcowy segment przenośnika taśmowego musi być ustawiany na spągu, aby umożliwić jazdę końcówki przenośnika zgrzebłowego po ramie przenośnika taśmowego (podczas gdy dalsze w kierunku ruchu odstawy mogą być podwieszane do stropu na kotwiach).

Segmentowy przenośnik zgrzebłowy systemu Joya, podobnie jak innej firmy (specjalizującej się w tego typu przenośnikach) Long Airdox Co., składa się z samobieżnych (gąsienicowych), krótkich (1,95 m) segmentów, połączonych dłuższymi (10,1 m) mostami (bez napędów).



Rys. 5. Widok elementów składowych oraz połączonego systemu odstawy ciągłej, dla cienkich pokładów firmy Joy Technologies
Fig. 5. View of the elements and continuous haulage joint system Joy Technologies for thin beds

Tabela 3. Dane techniczne systemu odstawy ciągłej dla cienkich pokładów firmy Joy Technologies
Table 3. Technical data of the Joy Technologies system of continuous haulage for thin beds

Joy Technologies INC. Engineering 120 Liberty Street Franklin, PA 16323	MODEL LSH001 (Low Seam Haulage System)		Section Sheet No. 1 Effective 10-5-94 Supersedes New
1	2	3	4
	Mobile bridge carrier (MBC) specifications:		
	General and Mechanical Specifications:		
	Maximum Lenght	33′3″	(10 135 mm)
	Maximum Width	8′0″	(2 438 mm)
	Maximum Height	32″	(813 mm)
	Pivot to Pivot Lenght	27′10″	(8 484 mm)
	Minimum Dolly Travel	5′	1 524 mm)
	Operating Weight (empty w/Bridges)	49 805 lbs.	22,639 kg)
	Operator's Platform		
	Operator's Protective Canopy		
	Steel Covers (Sectionalized)	3/8″ Thick	
	Dry Chemical Fire Suppression		
	* Water Sprays at Transfer Points		
	* Swing-out Operator's Platform	30°	
	Conveyor specifications:		
	Width	30″	(762 mm)
	Lenght	32′3″	(10 135 mm)
	Chain Pitch	2—5/8″	(67 mm)
	Chain Speed	360 FPM	(1,83 m/sec)
	Take-Up	Spring Type	
	Electric Motor (Air Cooled)	1—36 HP	(27 kW)
	Conveyor Reducer	1—Straight Spur/Bevel	
	Top Deck — 50K yield	3/8″ Thick	
	Wear Strips (Top Deck Only)	1/4″ Thick	340 BHN
	Return Deck	3/8″ Thick	340 BHN
	Reversing	Standard	
	Load Locking	MSHA Approved	
	Crawler specifications:		
	Crawler Length	77″	(1 956 mm)
	Chain Width	16″	(406 mm)
	Chain Pitch	5—1/8″	(130 mm)
	Crawler Center-to-Center	77″	(1 956 mm)
	Ground Pressure (w/Bridges)	20 PSI	(23 PSI Loaded)
	Travel Speed	0—65 FPM	
	Travel Motors	Hydrostatic	
	Take-Up	Grease Type	
	Hydraulic specifications:		
	Oil Tank Capacity	83 gal.	
	Pump Motor (Air Cooled)	1—80 HP	(60 kW)
	Normal System Pressure	2000 PSI	
	Maximum System Pressure	5000 PSI	

tab. 3. cd.
tab. 3. cont.

1	2	3	4
	Return Line Filters	Schroeder Cartridge	
	High Pressure Filter	Schroeder Cartridge	
	Hydraulic Fittings	JIC	
	Zoned-Out Lubrication Points		
	Electrical specifications:		
	Panic bar		
	Emergency Stop Switch		
	Miner Shutdown from Haulage (ISC)		
	Vacuum Contactors		
	Instantaneous Overload (Conveyor)		
	Thermal Overloads (Pump)		
	Junction Box (Inby and Outby)		
	* Headlights		
	* Coal Jam Switch		
	* Haulage Shutdown from Miner (ISC)		
	Bridge conveyor specifications:		
	Overall Length	35′ & 44′	(10 668 mm) (13 411 mm)
	Length — Pivot-to-Pivot	30′ & 39′	(9 144 mm) (11 887 mm)
	Overall Width	5′0″	(1 524 mm)
	Conveyor Width	30″	(762 mm)
	Weight (30 ft.)	11 800 lbs.	(5 360 kg)
	Chain Pitch	2—5/8″	(67 mm)
	Chain Speed	360 FPM	(1.83 m/sec)
	Electric Motor (Air Cooled)	1—36 HP	(27 kW)
	Conveyor Reducer	1—Straight Spur/Bevel	
	Reversing		
	Top Deck — 50 K yield	3/8″ Thick	
	Wear Strips (Top Deck Only)	1/4″ Thick	
	Return Deck	3/8″ Thick	340 BHN
	Low Belt Frame (LBF):	10′	340 BHN
	Length (per section)		(3 048 mm)
	LBF Tail Pulley		
	LBF Tail Dolly		

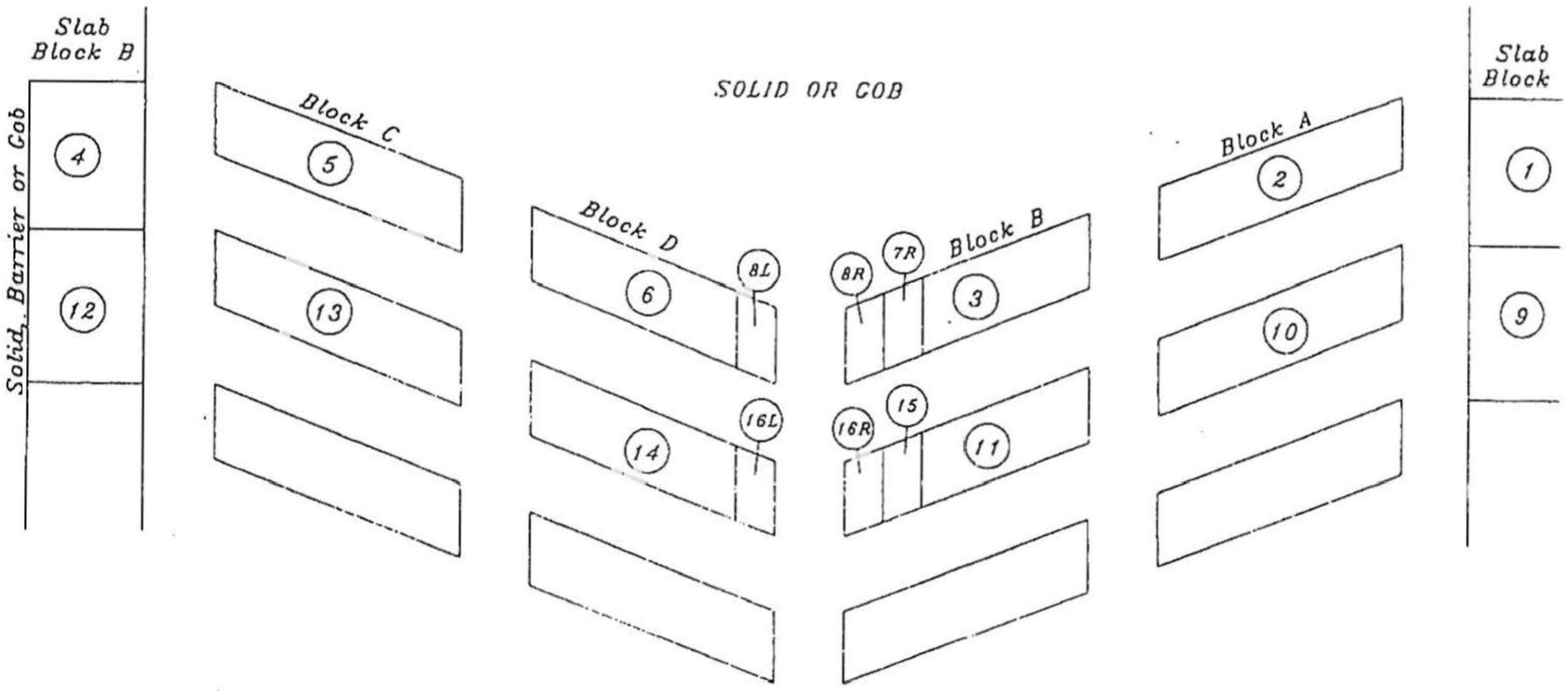
* Indicates Additional Cost Options

Systemy odstawy ciągłej ostatnio zyskują na popularności z dwóch względów — pracują wydajniej w warunkach zmniejszającej się średniej wysokości wyrobisk oraz mogą pracować wydajnie na słabych spągach. Konieczność kotwienia przodków uniemożliwia prawdziwie ciągłą produkcję, gdyż kombajn musi zmieniać położenie po wycięciu maksymalnej długości przodka możliwej w danych warunkach stropowych. Liczba ludzi w przodku pozostaje podobna w systemie z wozami odstawczymi i systemie odstawy ciągłej (w zależności od liczby segmentów). Operatorzy wozów w systemie odstawy ciągłej obsługują samobieżne segmenty odstawy.

Jednakże uzyskiwane wydajności godzinowe są wyższe w odstawie ciągłej, co stanowi decydujący czynnik przy wyborze systemu.

3.2. Systemy eksploatacji

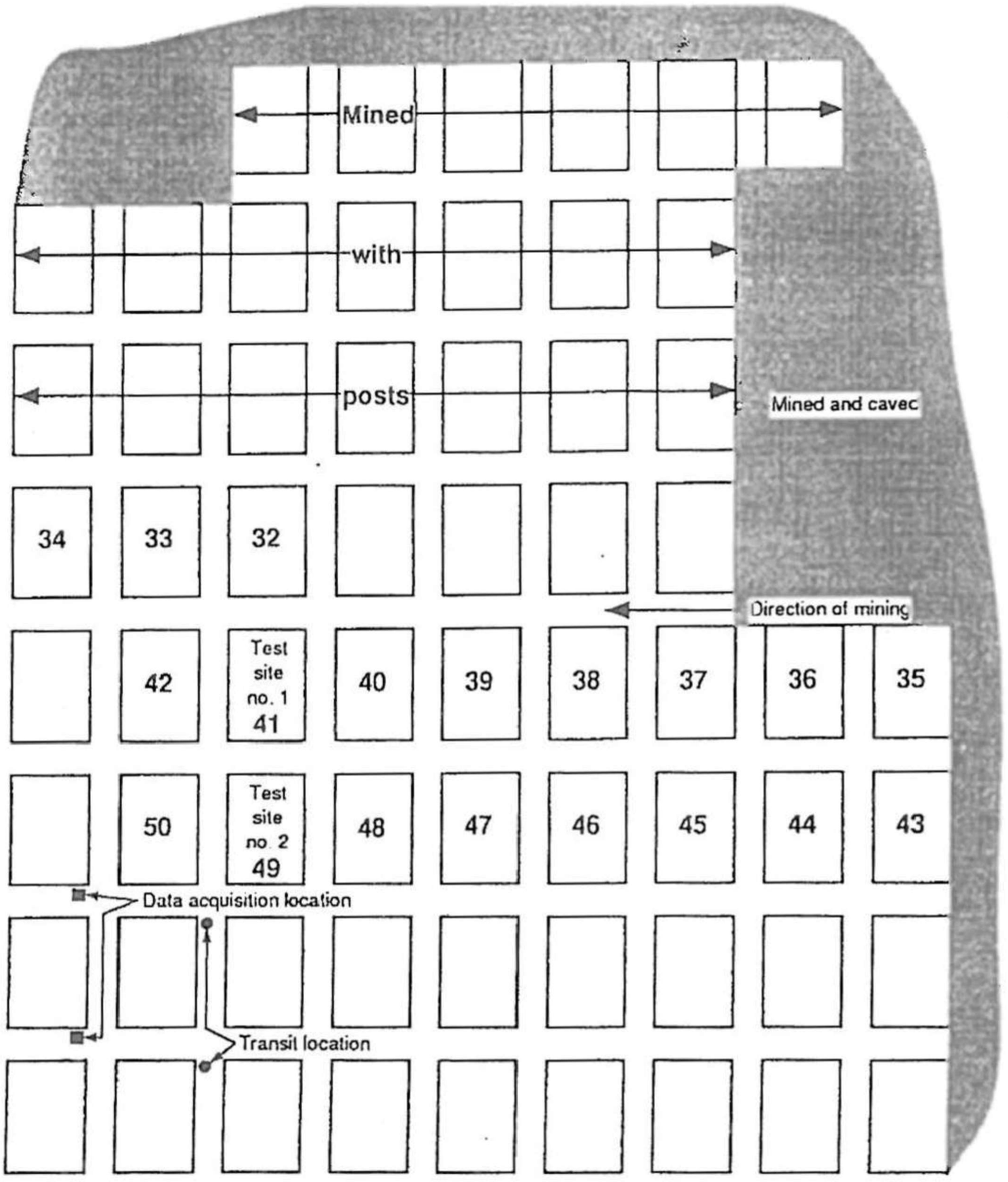
Systemy eksploatacji w pokładach niskich nie różnią się bardzo od standardowych systemów komorowo-filarowych. Stosowana jest jednak inna liczba chodników, od pięciu do siedmiu. Spowodowane jest to ograniczoną do około 116 m, praktyczną długością przenośnika odstawy ciągłej. Większe długości są kłopotliwe w operacji i wymagają zbyt wielu ludzi do obsługi. Inną specifiką eksploatacji w pokładach cienkich jest kształt filarów. Przez stosowanie kształtu romboidalnego, z kątami 60 stopni i 120 stopni, przenośnik odstawy ciągłej wykonuje zmiany kierunku tylko 60-stopniowe, co jest ruchowo znacznie łatwiejsze. Negatywnym skutkiem takiej geometrii są wąskie rogi filarów i zwiększone długości przekątnych na skrzyżowaniach przecinek z chodnikami (rys. 6). Obserwuje się, że stabilność stropów w pokładach cienkich jest przeważnie lepsza niż w pokładach grubych. Można to wytłumaczyć zdolnością deformacyjną filarów. Filar wysoki o mniejszym stosunku szerokości do wysokości (w/h) ma większą zdolność odkształcenia niż filar w pokładzie cienkim, o większym stosunku w/h. Modelowanie numeryczne w pełni potwierdza powyższe stwierdzenia. Przy małej deformacji filarów występują korzystniejsze warunki dla stabilności stropów.



Rys. 6. Sekwencja rabowania filarów w pokładzie cienkim z zastosowaniem systemu odstawy ciągłej
Fig. 6. Blocks' extraction sequence in thin bed with the use of continuous haulage system

W systemie filarowo-komorowym rozróżnić można dwa rodzaje eksploatacji. Pierwszy z pozostawieniem filarów przy kierunku eksploatacji „do pola" i drugi z rabowaniam filarów w czasie kierunku postępu „od pola". Pierwszy system stosowany jest przy prowadzeniu wyrobisk podstawowych, które służą jako główne drogi odstawy, transportu ludzi i materiałów oraz wentylacji. Powinny pozostawać one w dobrym stanie nawet przez 20 lat. Jakakolwiek przebudowa w takich wyrobiskach odbija się negatywnie na produkcji, zaburzając wymienione wyżej funkcje służące eksploatacji w przodkach. Tak więc współczynniki bezpieczeństwa filarów powinny być równe około 1,8 do 2, gdy stosowany jest wzór Bieniawskiewgo i gdy obciążenie filara wynika z uproszczonego wzoru na ciężar nadkładu). Podobne zasady projektowania filarów stosuje sie w warunkach wymagających ochrony powierzchni. Procent wykorzystania w zależności od charakteru nadkładu nie przekracza wówczas 50 do

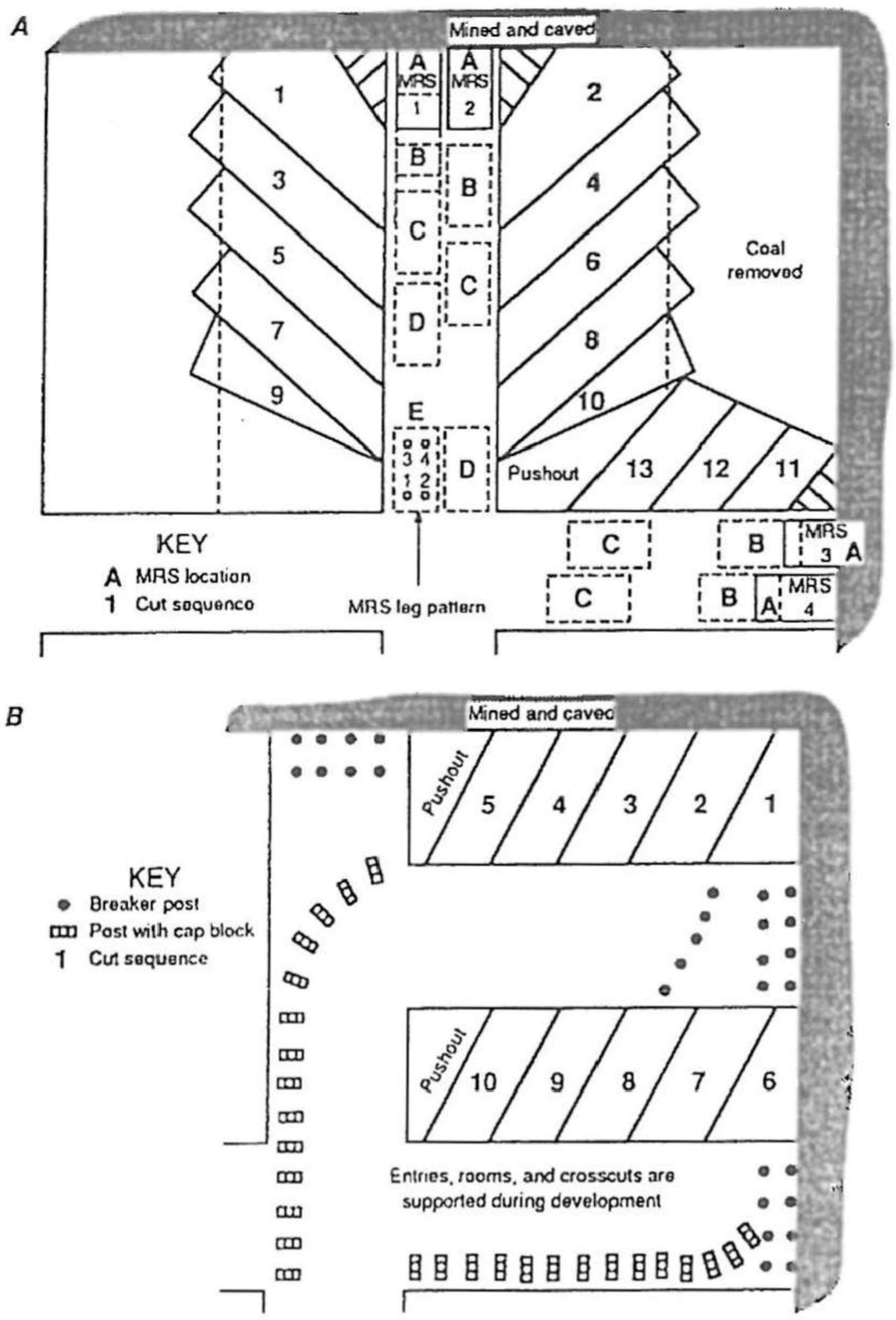
60%. W panelach produkcyjnych, które nie mają powyższych restrykcji (wyrobiska krótkoterminowe i bez potrzeby kontroli osiadania), filary są rabowane i procent ekstrakcji dochodzi do 90. Tak więc wymiary filarów są projektowane nie z punktu widzenia wymaganego wykorzystania, a raczej stabilności w okresie poprzedzajacym rabowanie filara i dogodności samej operacji rabowania. Schematy rabowania pokazane są na rysunkach 6, 7 i 8. Najlepsze wskaźniki kosztów uzyskuje się przy minimalnej powierzchni stropu kotwionego. Oznacza to stosowanie większych filarów, które także lepiej kontrolują ciśnienie eksploatacyjne, dzięki swej dużej nośności.



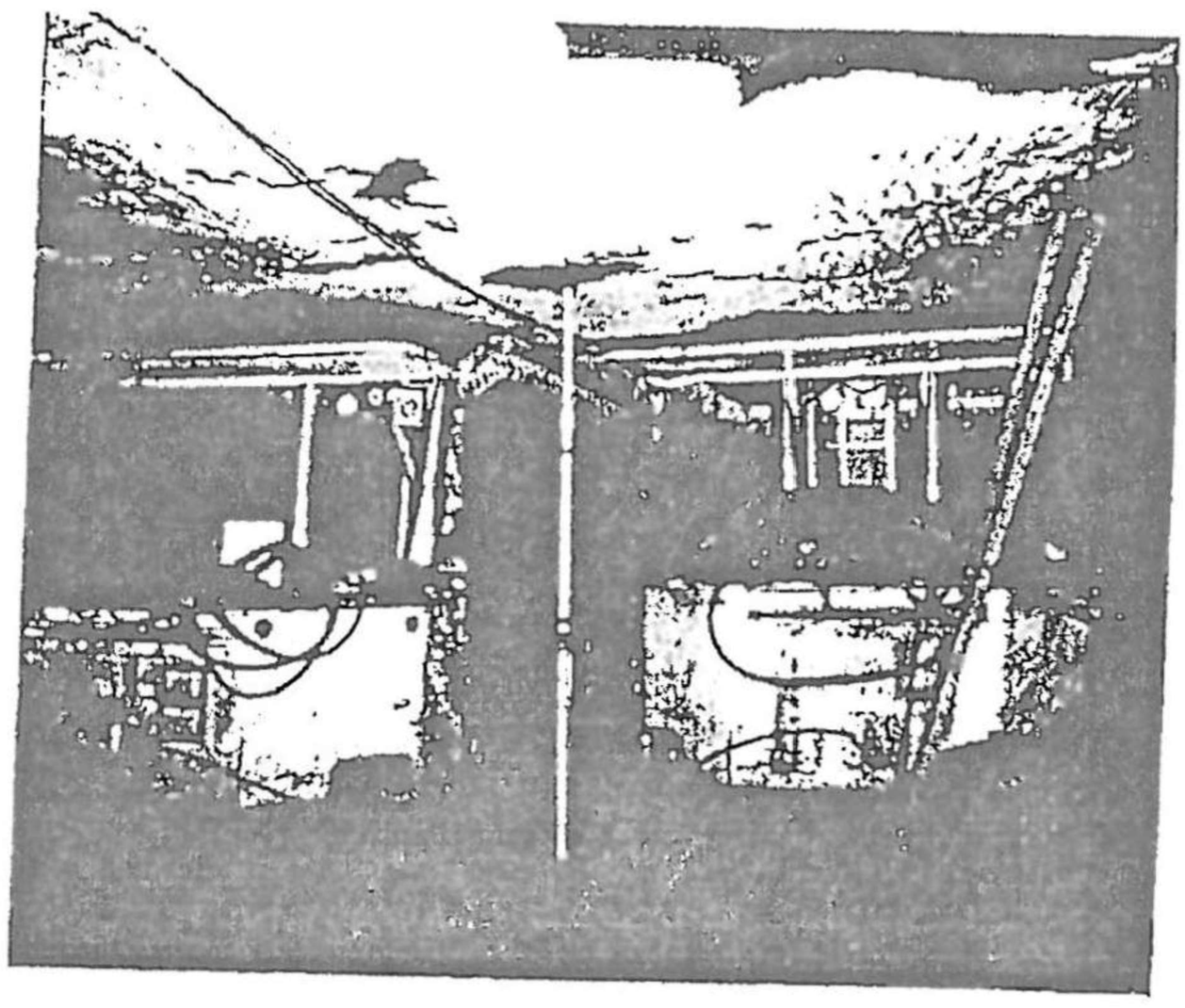
Rys. 7. Sekwencja rabowania filarów prostokątnych z zastosowaniem stojaków do kontroli linii zawału i samobieżnych łamaczy stropu (MRS)

Fig. 7. Rectangular blocks' extraction sequence with the use of the caving line control props and mobile roof breaker post (MRS)

Operacja rabowania filarów wymaga stosowania łamaczy stropu. Najlepszym rozwiązaniem są samobieżne łamacze stropu (Mobile Roof Support — MRS) (rys. 9). Są to zdalnie (radiowo) kierowane maszyny przypominające sekcje hydraulicznej obudowy tarczowej dla ścian. Posiadają one własny napęd gąsienicowy. Ich podporność czynna jest 180 T, a podporność bierna 570 T. Stosowanie ich w pokładach najniższych nie zostało jeszcze odpowiednio dopracowane. W pokładach średnich i grubych wyniki są bardzo dobre, i pomimo wysokiej ceny zakupu (1,2 miliona dolarów za 4 maszyny wymagane dla sekcji eksploatacyjnej) MRS zwracają się w ciągu jednego roku. Tradycyjnym sposobem jest



Rys. 8. Sekwencja rabowania jednego filaru z zastosowaniem A — samobieżnych łamaczy stropu (MRS), B — stojaków
Fig. 8. Block extraction sequence with the use of A — mobile roof breaker post (MRS), B — props



Rys. 9. Widok współpracującej pary samobieżnych łamaczy stropu (MRS)
Fig. 9. View of the co-working pair of the mobile roof breaker posts (MRS)

stosowanie stojaków drewnianych, co w pokładach niskich jest stosunkowo łatwe, gdyż ich długości są niewielkie, a podporność stojaków krótkich jest wysoka, ponieważ pracują one na ściskanie bez wyboczenia. Niemniej, ustawianie ich jest pracochłonne i mniej bezpieczne niż praca przy MRS. Przy stale wzrastających cenach drewna obserwuje się wzrost zainteresowania stosowaniem MRS-ów.

4. Koncepcje rozwoju technologii pokładów supercienkich

Porównanie przeciętnych wymiarów ciała człowieka i wysokości pokładu superniskiego (poniżej 70 cm) uwidocznia, że eksploatacja w takich pokładach musi odbywać się bez udziału człowieka. Jednocześnie staje się oczywiste, że obecny sprzęt górniczy nie może być miniaturyzowany poniżej pewnej granicy ze względów konstrukcyjnych. **Tak więc aby rozwiązać zagadnienie eksploatacji pokładow supercienkich, należy opracować kompletnie nową technologię.** Koncepcyjne studia i częściowo prace eksperymentalne prowadziło Amerykańskie Biuro Górnicze w końcu lat osiemdziesiątych. Niestety ten program badawczy został zaniechany z racji ograniczeń budżetowych.

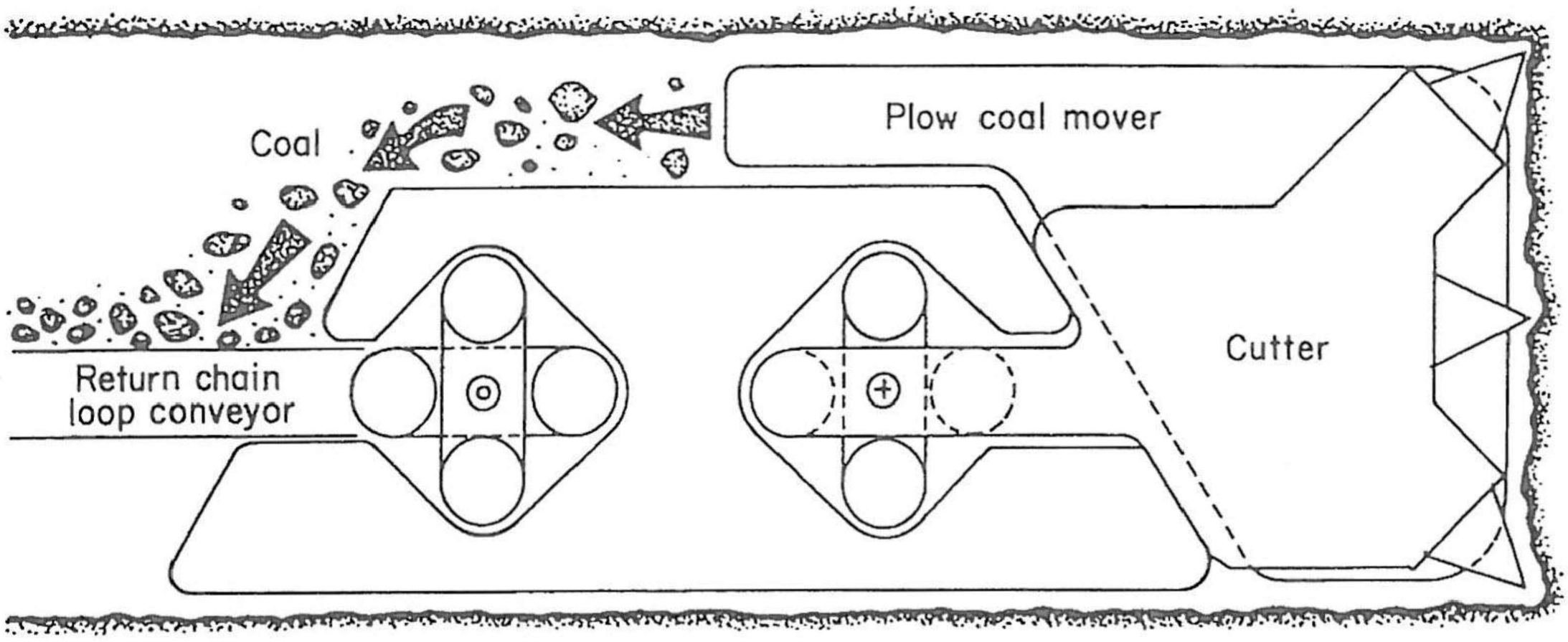
Jedną z podstawowych trudności jest zapewnienie poziomu produkcji na jednostkę czasu, porównywalną do wyników osiąganych obecnie w pokładach cienkich, jeśli już nie średnich. Te trudności są wynikiem wybierania znacznych objętości (reprezentujących trójwymiarową bryłę) z praktycznie „dwuwymiarowej" przestrzeni pokładu. Zakłada się tutaj, że wybieranie towarzyszącej skały płonej jest wykluczone ze względów ekonomicznych i technicznych. W konsekwencji powyższego założenia należy zapewnić znaczną szybkość postępu przodków, aby utrzymać produkcję na odpowiednim poziomie.

O ile właściwa produkcja odbywać się będzie w pokładzie, o tyle udostępnienie musi być w konwencjonalnych wymiarach górnictwa współczesnego. W wyrobiskach udostępniających skoncentrowane będą komponenty systemu o wymiarach większych niż grubość pokładu, ludzie, systemy odstawy, zasilanie energią itp. Opłacalność wymaga, aby stosunek powierzchni, gdzie odbywać się będzie eksploatacja, do powierzchni wyrobisk udostępniających był jak największy. Oznacza to, że odległości pomiędzy wyrobiskami muszą być znaczne, jak też i długości przodków eksploatacyjnych w pokładzie.

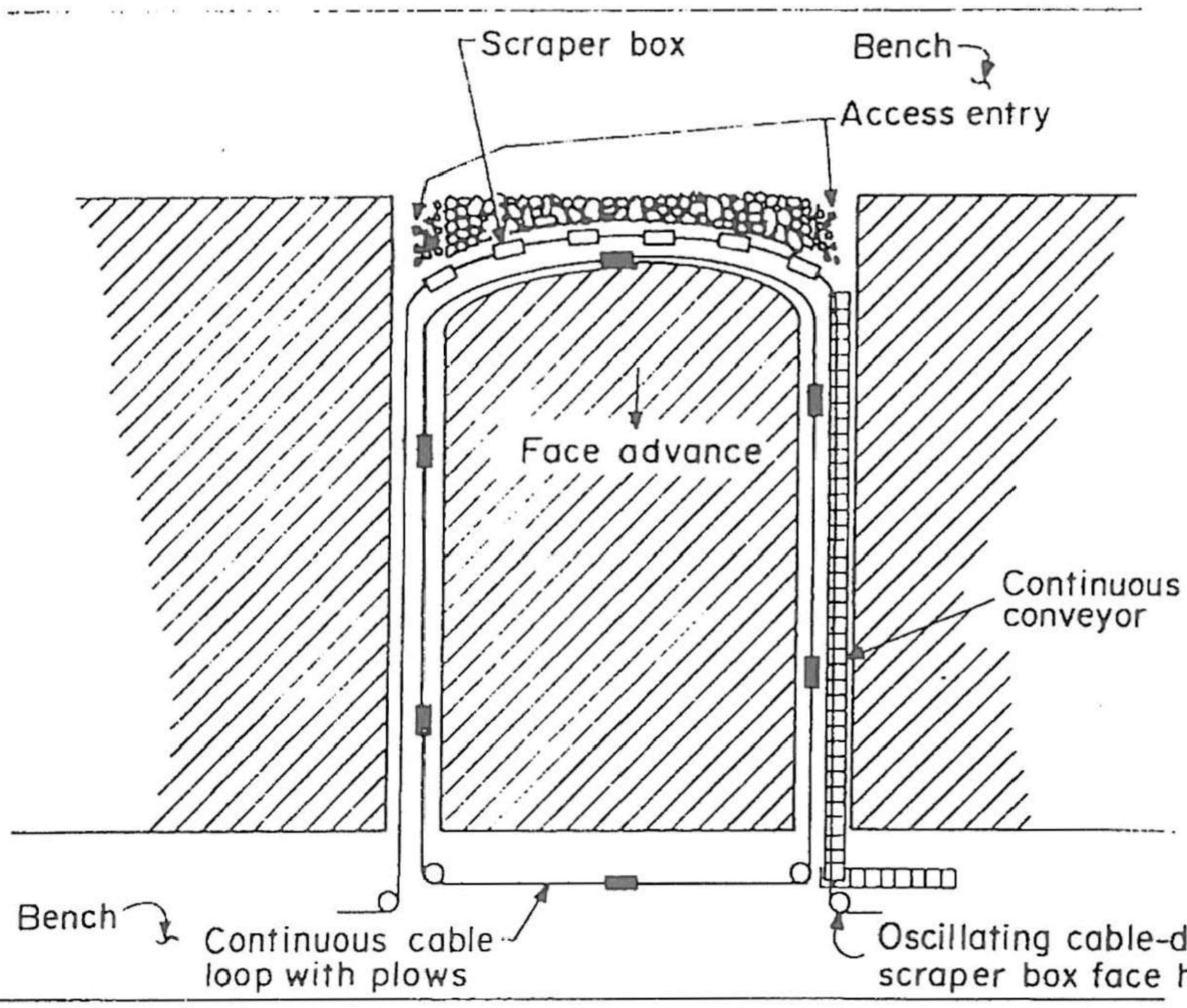
Kontrola stabilności górotworu wydaje się być łatwiejsza niż w pokładach grubszych, eksploatowanych obecnie. Wymienione wyżej założenia dotyczące intensywności produkcji wymagają stosowania systemu ścianowego o znacznej długości ściany. Przy małej wysokości przodka strop będzie się uginał i osiadał na spągu.

Modelowanie numeryczne i fizyczne pozwoli na ustalenie ilościowych parametrów zachowania się górotworu w strefie przyścianowej. W konsekwencji, brak strefy zawału lub poważne jej ograniczenie spowoduje, że ciśnienie eksploatacyjne będzie niewielkie, prawdopodobnie nieznacznie tylko przewyższające ciśnienie w górotworze nie naruszonym. Zakładając poprawność tego rozumowania można przypuszczać, że wymagana będzie stosunkowo mała podporność obudowy przestrzeni ścianowej.

System urabiania i odstawy urobku odbywać się musi automatycznie, bez udziału człowieka. W pokładach górnego przedziału w tej grupie urabianie strugiem wydaje się być pożądanym rozwiązaniem ze względu na istniejące znaczne doświadczenie z tą technologią (głównie w górnictwie niemieckim) (rys. 10, 11, 12, i 13).

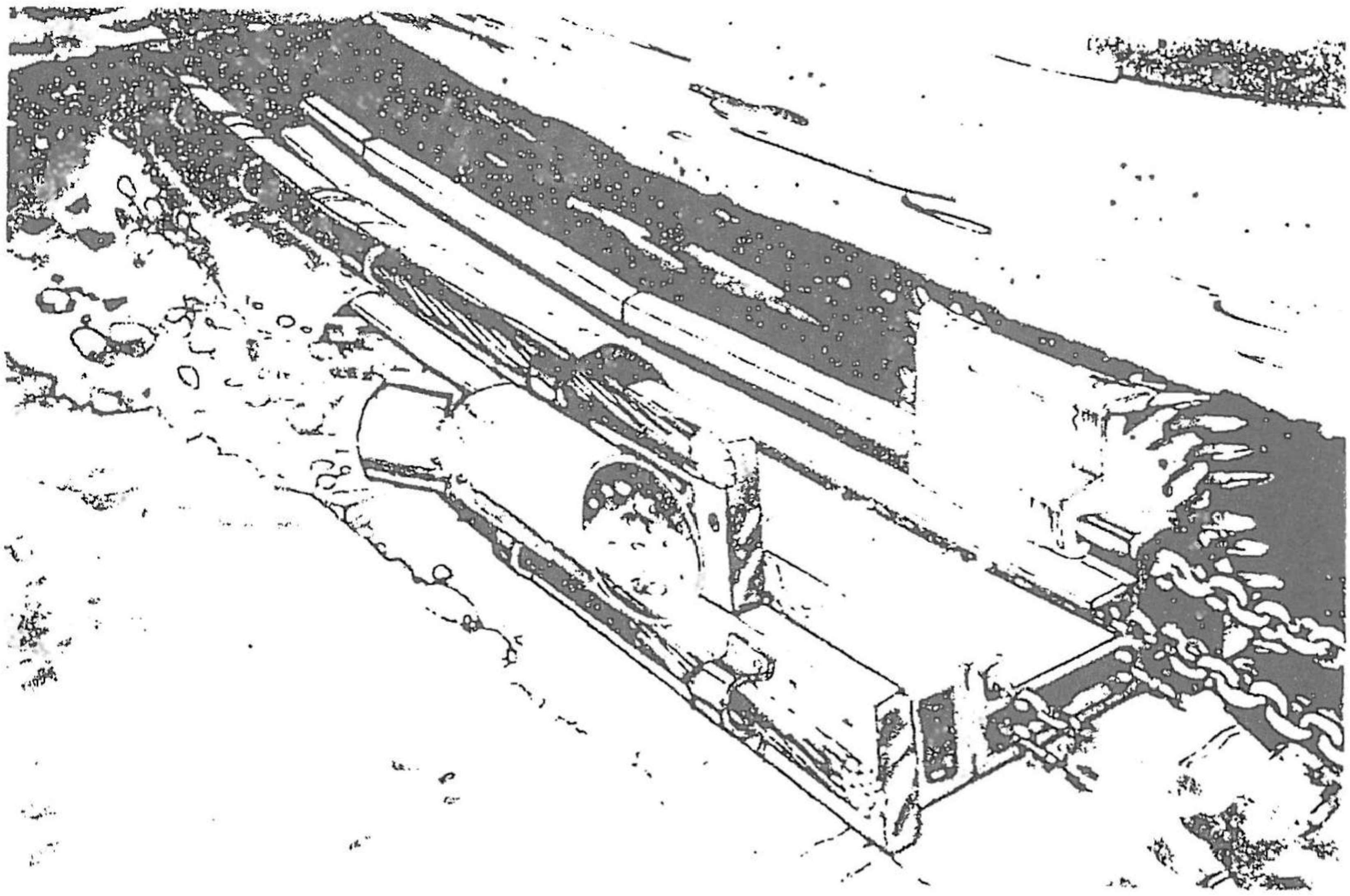


Rys. 10. Odstawa urobku przez powracającą pętlę łańcucha ciągnącego organ urabiający
Fig. 10. Output haulage by the return chain loop conveyor

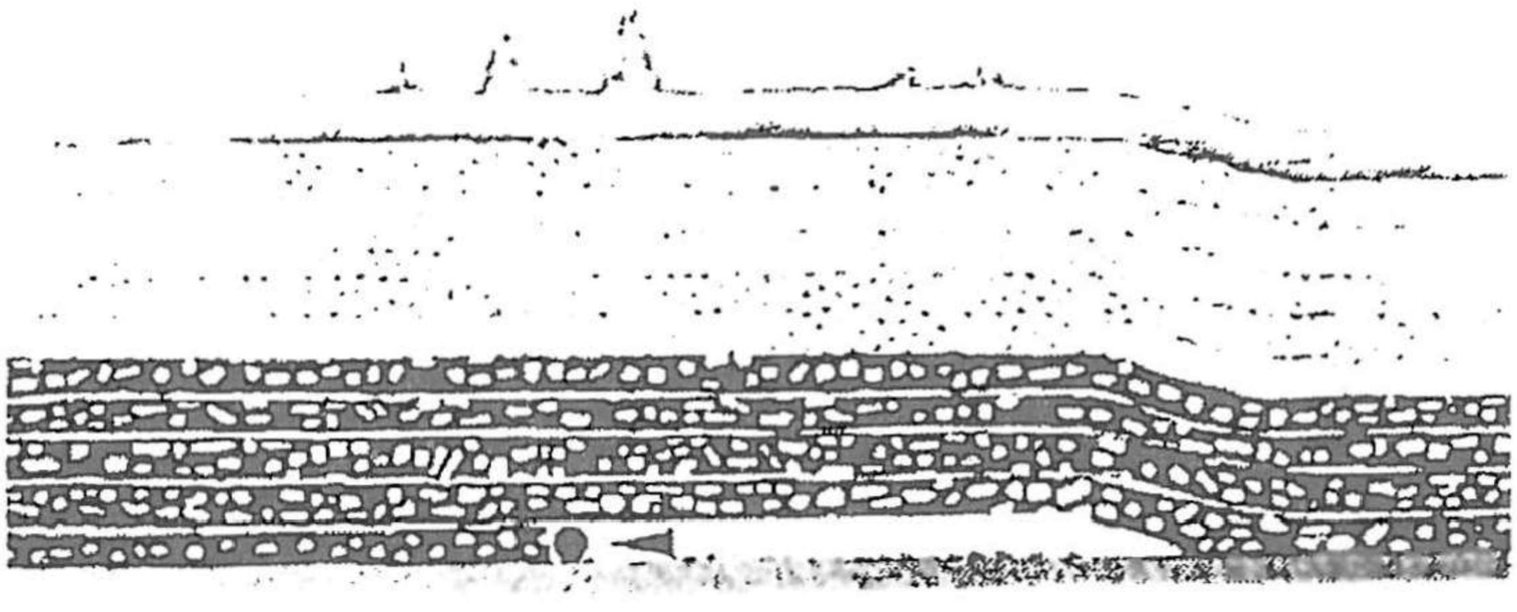


Rys. 11. Koncepcja urabiania ciągłego w warunkach supercienkiego pokładu
Fig. 11. The conception of continuous mining under condition of the superthin bed

Odstawa urobku systemem pneumatyczno-ssącym jest stosowana od pewnego czasu w górnictwie amerykańskim, jak również w innych przemysłach do transportu materiałów ziarnistych. Strug (dwustronny) może być ciągnięty łańcuchem. Konieczna składowa docisku do ściany mogłaby być zapewniona przez krzywiznę ściany (o właściwym promieniu). Wymagałoby to odpowiedniego łukowego wyrobiska, w którym instalowany byłby system na początku ściany, lub też krzywiznę można by uzyskać przez odpowiednie awansowanie



Rys. 12. Koncepcja zastosowania podsadzki dmuchanej przy systemie urabiania pokładu supercienkiego
Fig. 12. The conception of the pneumatic stowing application to the system of superthin bed mining



Rys. 13. Koncepcja urabiania linowego, warstwami w supercienkim pokładzie
Fig. 13. The conception of cable mining in the superthin bed

napędów łańcucha w wyrobiskach udostępniających. Inne rozwiązanie urabiania mogłoby się opierać na łańcuchu lub linie, które uzbrojone byłyby zębami tnącymi (jak łańcuchowa piła mechaniczna), i poruszałyby się w jednym kierunku. Podparcie stropu przestrzeni podścianowej może być w postaci pneumatycznego węża elastycznego, w którym okresowo ciśnienie byłoby zmniejszane dla przesuwu i zwiększane dla podparcia stropu. Przy ciśnieniu 6 atmosfer siła podparcia byłaby prawdopodobnie wystarczająca. Zakładając 10 cm kontakt ze stropem (spągiem) 1 metr, siła podparcia byłaby 6 ton. System taki zapewniałby także szczelność od strony „zawału", wymaganą dla efektywności pneumatyczno-ssącego systemu odstawy.

Wyrobiska udostępniające przebijane byłyby z przybiórką spągu i stropu, w proporcji zależnej od wytrzymałości skały. Skała płona w przypadku udostępniania z urabianiem mechanicznym mogłaby być używana jako podsadzka pneumatyczna w wybieranym pokładzie.

Zasady projektowania kopalni z opisanym powyżej systemem eksploatacji byłyby odmienne od wymaganych dla systemu konwencjonalnego. Na przykład wentylacja i kontrola pyłu w przodku przestałyby istnieć w swej obecnej formie (obecne, wielochodnikowe udostępnienie w górnictwie amerykańskim jest głównie spowodowane wymaganaiami wentylacyjnymi). Z uwagi na koszty, przekroje wyrobisk udostępniających powinny być jak najmniejsze. Jednakże z racji konieczności pomieszczenia w tych wyrobiskach wszystkich systemów służących samej eksploatacji ich wymagany przekrój byłby rzędu 20 m^2. Wyrobiska te miałyby płaskie stropy zabezpieczone obudową kotwiową, typu odpowiedniego dla danych warunków geologicznych. Ekonomika systemu wymaga minimum długości wyrobisk lub — innymi słowy — maksimum długości ścian. Opierając się na dzisiejszym stanie technologii łańcuchów przenośników podścianowych i kabli linowych, można założyć, że długości ścian w granicach 300 m mogą być projektowane.

5. Zakończenie i wnioski

Przedstawione skrótowo powyżej zagadnienia technologiczne i projektowe wymagać będą dogłębnych studiów i prób, nim praktyczny system eksploatacji zostanie opracowany w stadium wróżącym sukces ekonomiczny. Próby technologiczne winny być prowadzone najpierw w pokładach z wychodniami, które licznie występują w Appalachach. Umożliwi to badanie systemu urabiania w warunkach, gdzie nie ma ograniczeń miejsca dla urządzeń pozapokładowych, jakie będą występować w podziemnych wyrobiskach udostępniających. Gdy technologia systemu urabiania zostanie zadowalająco rozwinięta, wówczas zaprojektowany być może system maszynowy, który pracować będzie w wyrobiskach udostępniających.

Autor niniejszego artykułu jest przekonany, że obecnie dostępne technologie w przemyśle górniczym i innych przemysłach pozwolą w ciągu kilku lat na opracowanie prototypów dla prób przemysłowych.

Prawdziwym problemem pozostaje osiągnięcie porozumienia w sprawie zabezpieczenia środków finansowych na badanie i rozwój technologii, która służyć ma przyszłości przemysłu węglowego i jako taka nie ma wpływu na obecne roczne budżety. Utrzymujące się niskie ceny węgla spowodowane nadprodukcją nie sprzyjają także perspektywicznemu planowaniu. Wydaje się, że regionalne władze polityczne winny rozumieć konieczność rozpoczęcia już teraz prac rozwojowych, aby uniknąć konsekwencji wyczerpania rezerw węgla.

Firmy produkujące maszyny górnicze winny być zainteresowane technologią, która może zwiększyć ich przyszłą produkcję. Autor jest w trakcie rozmów z takimi firmami. Innym potencjalnym kierunkiem pozwalającym na przyspieszenie rozwoju nowej technologii jest kooperacja międzynarodowa. Przez podział zadań badawczych można skrócić czas wymagany dla rozwoju technologii przemysłowej.

Przekazano 2 stycznia 1996 r.

Literatura

Hill & Associates Inc. Central Applachia: *Production Potential of Low Sulfur Coal Supplies*. EPRI Sept. 1991

Materiały producentów sprzętu górniczego firm Fairchild, Joy Technology, Long Airdox.

Hay K. E. i in., 1995: *USBM Monitoring Mobile Roof Supports*. 14th Conference on Ground Control in Mining, August 1—3.

Czerbnicki M. i in.: *Ścianowy kompleks ciągłego urabiania CLM Heinzmann w kopalni „1 Maja"*. Bochumer Eisenhutte Heintzmann GmbH & Co.KG.

Sakalis E.: *Wyposażenie ścian do mechanizacji eksploatacji pokładów cienkich*. ZAMAG, Katowice.

Mayercheck W. i in., 1990: *Preliminary Analysis of Methodologies for Mining Thin-Seam Mountaintop Coal Reserves*. USBM IC 9270.

Coal exploitation in the thin beds in the USA — state of the art perspectives

Abstract

The paper presented a technological problems and designing systems of coal exploitation in the thin beds.

Specific of the mining machines and transportation adapted to the thin beds was discussed.

Exploitation technology requirements in such conditions were emphasized.

The conception of further development of exploitation technology of thin coal beds was presented.

Seria „Wykłady" nr 13 Szkoły
Eksploatacji Podziemnej '96, s. 27—34

Richard SABELA, Berthold SCHUNCK
Deutsche Montantechnologie, Niemcy

Eksploatacja cienkich pokładów węgla kamiennego w górnictwie niemieckim

Słowa kluczowe

Cienkie pokłady-systemy eksploatacji-technologia

Streszczenie

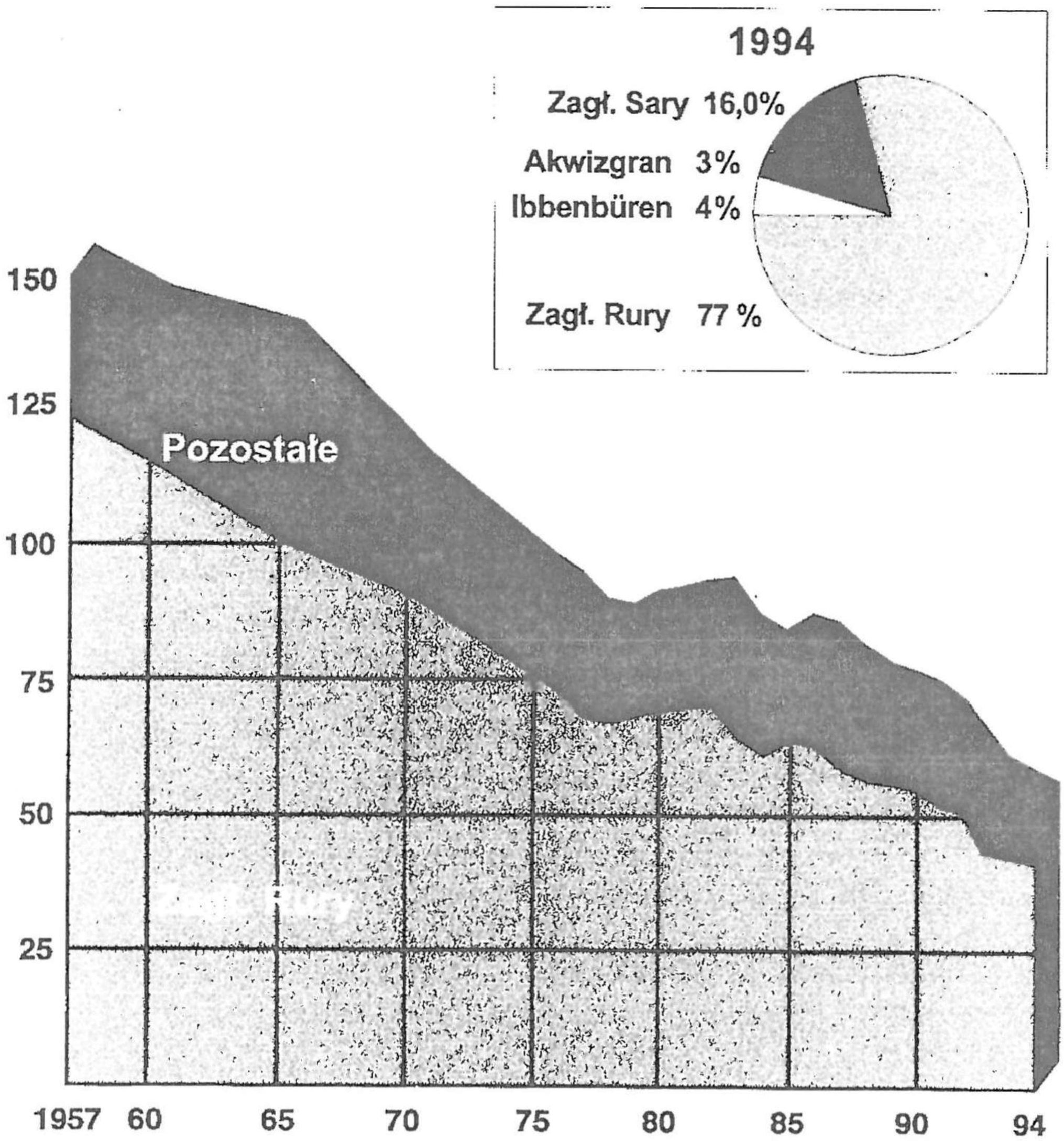
W 1994 roku 19 czynnych jeszcze na terenie Republiki Federalnej Niemiec kopalń wydobyło 52 mln t węgla handlowego. Eksploatację prowadzono w 94 ścianach w pokładach o miąższościach eksploatacyjnych od 0,72 do 3,63 m. Dla celów statystycznych pokłady węgla dzieli się na grupy, w zależności od średniej wysokości urabiania. Od 70 do ponad 250 cm wydzielono co 30 cm 7 grup wysokościowych. Dla miąższości eksploatacyjnej 1,5 m podporządkowano 3 grupy o łącznej liczbie 24 ścian. Stanowi to 25,5% wszystkich czynnych ścian. Jeśli średnie wydobycie dobowe w górnictwie niemieckim wynosiło 211 816 t, to eksploatacja z 24 ścian o miąższości eksploatacyjnej poniżej 1,5 m dała 53 833 t/d, czyli 25,4%.

W artykule zwrócono uwagę na stosowane wyposażenie ścian do wysokości 1,5 m oraz na charakterystyczne cechy prowadzonych systemów eksploatacji.

1. Wstęp

Mimo zwiększonych dostaw węgla koksowego dla hut i przez to nieco, bo na 53,15 mln t zwiększonego wydobycia, był rok 1995 dla górnictwa węgla kamiennego w Republice Federalnej Niemiec rokiem typowym. Trwający już od 1957 r. kryzys przemysłu węglowego nie został jeszcze zahamowany. W 1995 r. czynnych było 14 kopalń w Zagłębiu Ruhry, 3 nad Saarą i po jednej w Ibbenbüren oraz w okolicy Akwizgranu. Ogólna liczba zatrudnionych z 99,1 tys. spadła po raz pierwszy po wojnie poniżej 100 tys., zaś średnia wydajność dołowa wzrosła na 5587 kg/rdn.

Ponieważ w momencie oddawania niniejszego manuskryptu do druku nie udostępniono jeszcze wszystkich danych statystycznych za rok 1995, podstawę dalszego opisu stanowi rok poprzedni. W 1994 r. niemieckie górnictwo węgla kamiennego wydobyło łącznie 52 mln t węgla handlowego (rys. 1). Ta uwaga o węglu handlowym jest konieczna, gdyż w Niemczech z każdą toną węgla wydobywa się jedną tonę skały płonnej. Dlatego dalsze prezentowane dane ilościowe o węglu dotyczą węgla handlowego. W Zagłębiu Ruhry wydobyto 40,2 mln t, nad Saarą 8,3 mln t, koło Akwizgranu 1,5 a w Ibbenbüren 2 mln t

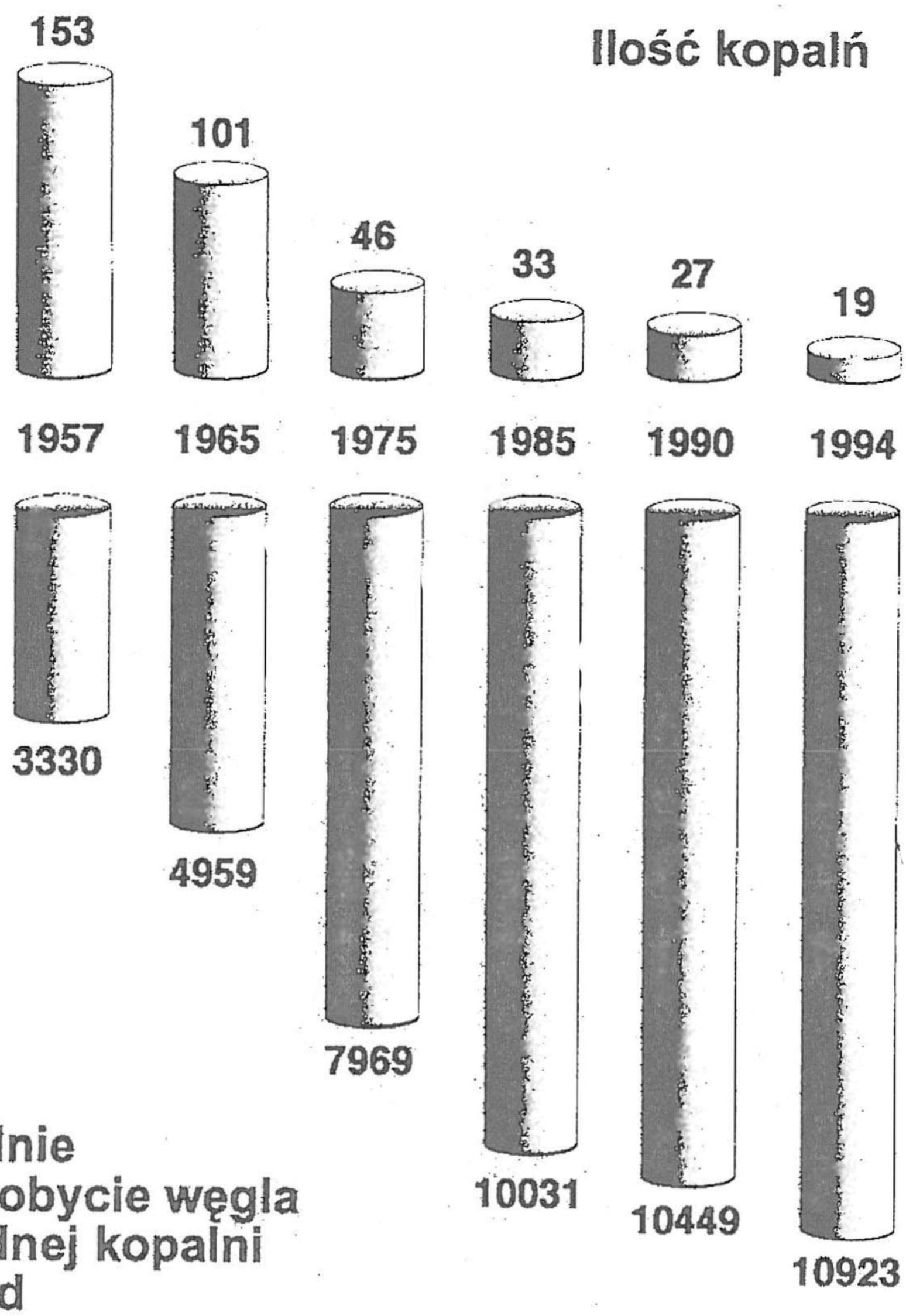


Rys. 1. Wydobycie węgla kamiennego w RFN
Fig. 1. Coal extraction in the Federal Republic of German

węgla. Wyrażone w procentach udziały poszczególnych zagłębi w wydobyciu całkowitym wyniosły odpowiednio: 77% dla Ruhry, 16% dla Saary, 3% dla Akwizgranu i 4% dla Ibbenbüren. Średnie wydobycie węgla z jednej kopalni wynosiło 10 923 t/d (rys. 2). Na koniec 1994 r. prowadzono eksploatację w 91 ścianach przy średnim wydobyciu 2204 t/d z jednej ściany (rys. 3).

2. Pokłady węgla o małej miąższości eksploatacyjnej

Szczegółowe dane statystyczne dotyczące górnictwa niemieckiego publikuje „Statistik der Kohlenwirtschaft e.V." (Związek Statystyczny Gospodarki Węglem) dla października poprzedniego roku w sierpniu roku następnego. Tak więc niniejszy referat opiera się na

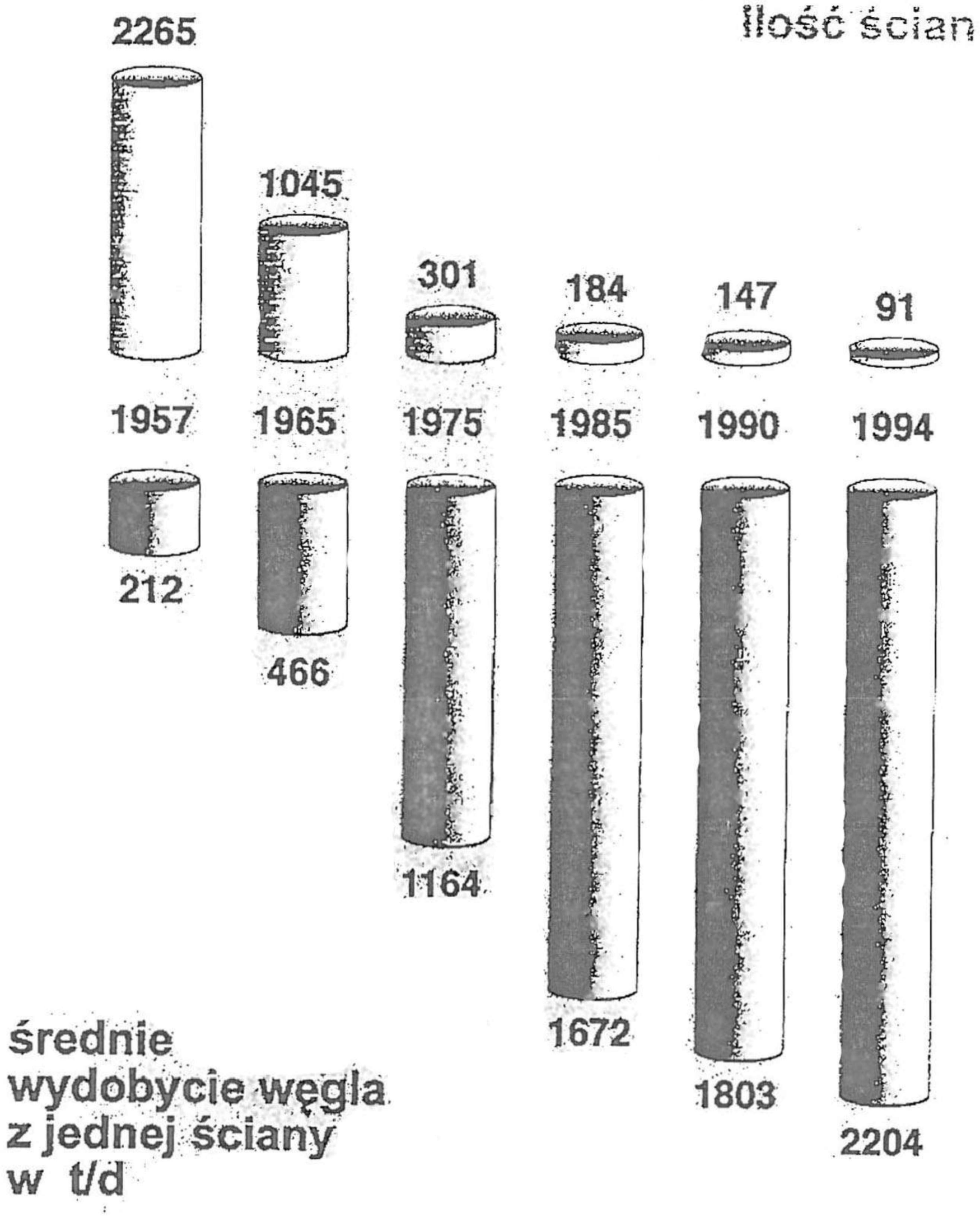


Rys. 2. Koncentracja wydobycia w niemieckim górnictwie węgla kamiennego
Fig. 2. Concentration of extraction in German coal mining

danych statystycznych dotyczących wydobycia węgla kamiennego w RFN za miesiąc październik roku 1994.

W tym to miesiącu wydobywano węgiel jeszcze w 94 ścianach. Rysunek 4 pokazuje ich rozkład w zależności od średniej wysokości urabiania w ścianie. Na rysunku uwzględniono także średnią miąższość pokładu węgla oraz wyrażoną w procentach średnią nadwyżkę wysokości urabiania ponad miąższość pokładu. Widoczne jest, że eksploatacją objęte były pokłady węgla o miąższości od 0,7 do ponad 3 m. Najcieńszym eksploatowanym pokładem był pokład „Mausegatt" na kopalni „Niederberg" o miąższości 0,72 m, zaś najgrubszym pokład „Wilhelm 1" na kopalni „Westfalen" o miąższości 3,63 m.

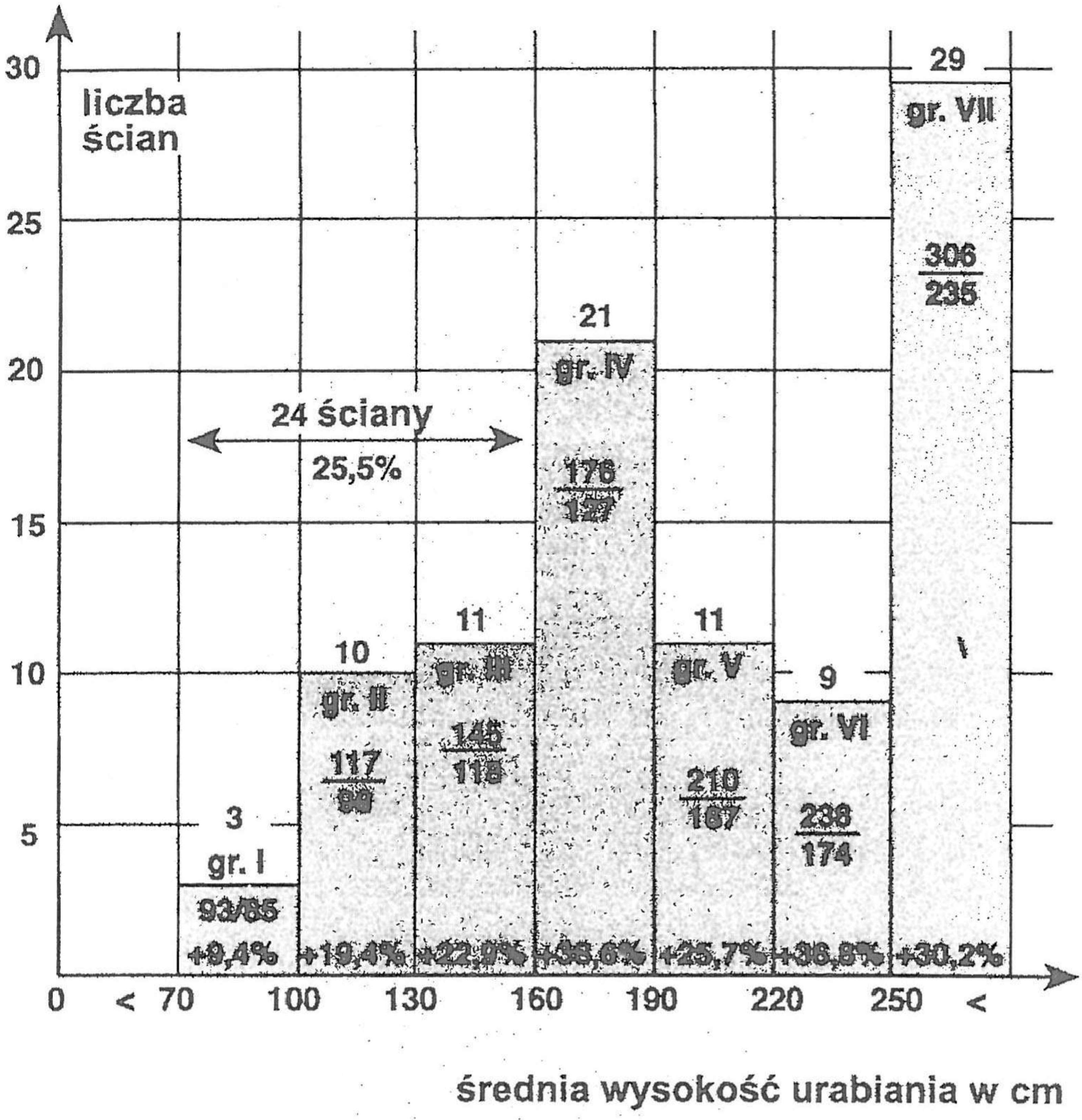
O ile nad Ruhrą, koło Akwizgranu i w Ibbenbüren eksploatuje się cienkie pokłady węgla, to w Zagłębiu Saary warunki geologiczne pozwalają jedynie na eksploatację średnich



Rys. 3. Koncentracja wydobycia w niemieckim górnictwie węgla kamiennego
Fig. 3. Concentration of extraction in German coal mining

i grubych pokładów. Jak widać z rysunku, statystyka niemiecka wydziela od wysokości urabiania 70 cm do ponad 250 cm siedem grup wysokościowych w odstępach co 30 cm. Podporządkowując średnim wysokościom urabiania średnie miąższości eksploatowanych pokładów, widoczne stają się różnice w wielkości obu tych parametrów. Przykładowo w grupie IV wysokości urabiania od 160 do 190 cm nadwyżka wysokości urabiania (176 cm) nad miąższością pokładu (127 cm) osiągnęła prawie 39%. Innymi słowy, każdą tonę węgla „wzbogacono" średnio 630 kilogramami skały płonnej.

Właściwie należałoby tu rozstrzygnąć, która z tych dwóch wielkości nadaje się bardziej do użycia przy definicji eksploatacji cienkich pokładów węgla? Moim zdaniem pozostać należy przy wysokości 1,5 m, i to wysokości urabiania. Akcent tej definicji położony jest bowiem na eksploatację, a nie na pokład. Użytecznym kompromisem mogłoby tu być pojęcie **miąższości eksploatacyjnej pokładu**.

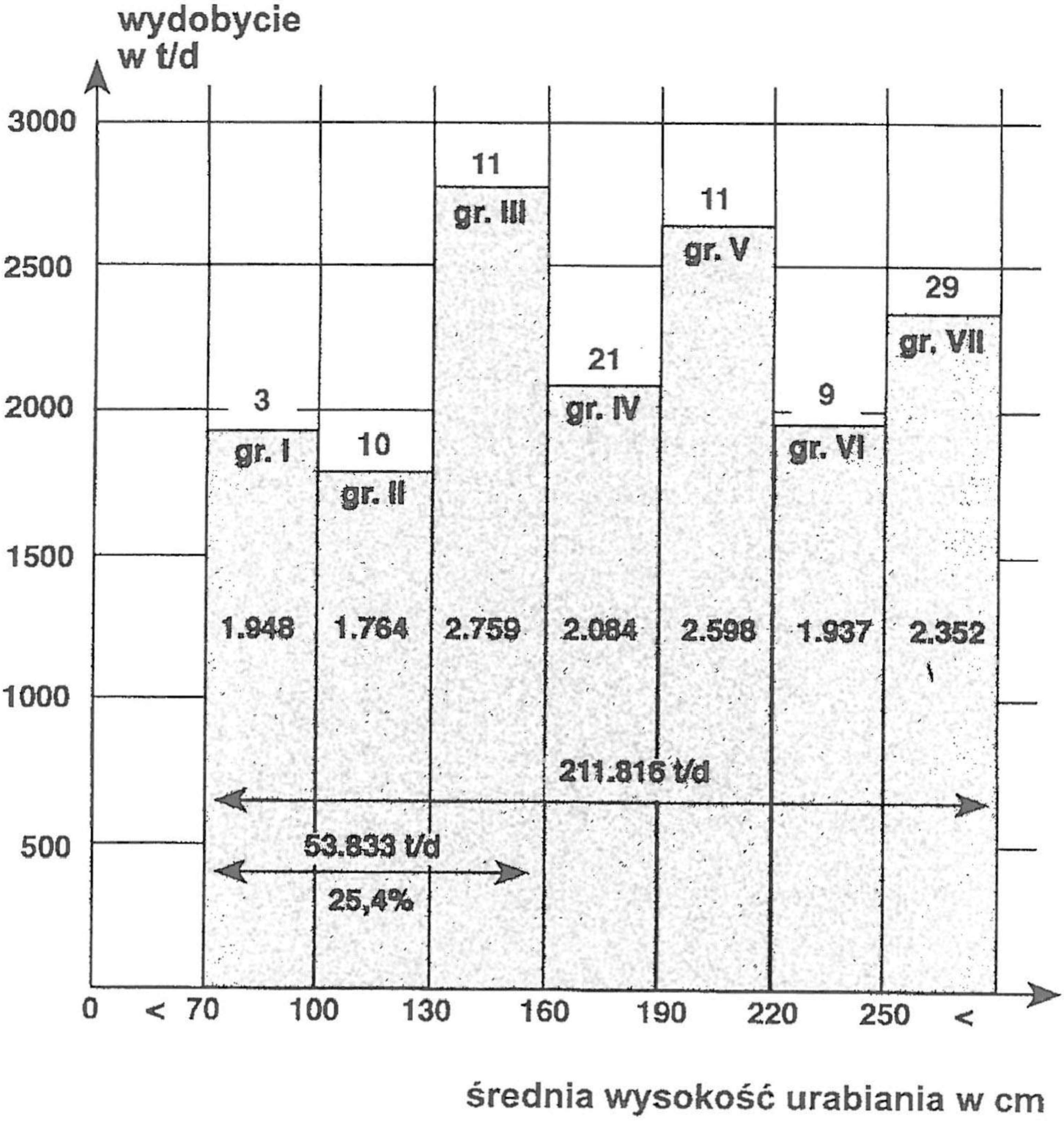


Rys. 4. Podział ścian w zależności od wysokości urabiania
Fig. 4. Longwalls' division according to the height of mining

Z rysunku 4 możemy odczytać, iż w zakresie małych miąższości w październiku 1994 r. czynne były 24 ściany (grupy wysokościowe I, II i III), co stanowiło 25,5% ich ogólnej liczby. Jeśli średnie dzienne wydobycie wyniosło łącznie 211 816 t, to eksploatacja z tych 24 ścian dawała 53 833 t/d, tzn. 25,4% całego wydobycia (rys. 5). Czyli generalnie: 25% ścian niskich przyniosło 25% wydobycia. Charakterystyczny jest przy tym fakt, iż na 11 ścian z III grupy wysokościowej przypada najwyższe średnie wydobycie dzienne z jednej ściany, tj. 2759 t.

3. Wyposażenie ścian w pokładach o małej miąższości eksploatacyjnej

Urabianie węgla w ścianach omawianych trzech pierwszych grup wysokościowych (rys. 4 i 5) odbywało się wyłącznie różnego rodzaju strugami, w tym również w jednej ścianie przy użyciu stosowanego i w Polsce Continuous Longwall Miner (CLM). Ponieważ w innym



Rys. 5. Średnie wydobycie ze ściany w zależności od wysokości urabiania
Fig. 5. Average extraction from the longwall according to the height of mining

referacie przedstawione zostają doświadczenia KWK „1 Maja" z tym urządzeniem, tu nie będzie ono szerzej omawiane.

W zasadzie strugi znajdują zastosowanie w węglach o małej zwięzłości. To samo dotyczy otaczającej skały płonej, jeśli musi się ją urabiać razem z węglem. W ostatnich jednak czasach udało się poprzez odpowiednie zmiany konstrukcyjne rozszerzyć stosowanie strugów na węgle twardsze. Instytut Eksploatacji z „DMT-Rohstoffe" prowadzi dla kopalń swym specjalnym strugiem podziemne pomiary wstępne dla określenia skrawalności przewidzianego do eksploatacji pokładu. Jeśli pokład nadaje się do urabiania strugiem, DMT określa od razu potrzebną moc napędów oraz maksymalną głębokość skrawu.

Wprowadzenie sterowania przekładki pozwoliło na utrzymanie optymalnej dla danych warunków głębokości skrawu. Tym samym wykluczono praktycznie możliwości przeciążeń urządzeń ścianowych i powstawanie spiętrzeń urobku na przenośniku pancernym. Dla

osiągnięcia wysokiego wydobycia zwiększono znacznie prędkość posuwu struga. Dziś osiąga się prędkość do 2,3 m/s. Równolegle z tym wzrosła do 2/3 liczba ścian ze strugiem wyprzedzającym prędkość transportu urobku na przenośniku. Jeszcze tylko w nielicznych ścianach prędkość struga jest niższa od prędkości urobku.

Zwiększenie wydajności strugów pociągnęło za sobą konieczność zwiększenia wydajności przenośników ścianowych. Problem ten rozwiązano przez zwiększenie prędkości biegu zgrzebeł do 1,5 m/s i stosowanie przenośników o większej szerokości.

Jako obudowę ścianową stosuje się wyłącznie obudowę kroczącą różnych typów. W zasadzie szerokość jednego segmentu wynosi 1,5 m.

4. Eksploatacja w pokładach o małej miąższości eksploatacyjnej

Uwarunkowania polityczno-gospodarcze zmuszają górnictwo niemieckie do znacznego obniżenia kosztów własnych wydobycia poprzez poprawę produktywności. Z tego względu zmniejsza się sukcesywnie liczba ścian (rys. 3) przy wydłużaniu czasu ich pracy. Dziś średni czas pracy w ścianie waha się od 16 do 24 h/d, przy czym średni czas pracy strugów oscyluje w przedziale 3,5 do 12 h/d. Tym samym jest on nadal znacznie krótszy niż czas pracy kombajnów ścianowych.

Stosunkowo niskie koszty inwestycyjne ścian strugowych przemiawiają na ich korzyść. Dlatego planowane jest prowadzenie wysokowydajnych ścian strugowych o wydobyciu węgla do 5 tys. t/d. Dla racjonalnego wykorzystania posiadanych złóż i obniżenia kosztów udostępnienia złoża ma się prowadzić eksploatację w nie eksploatowanych dotychczas pokładach o małej miąższości. Przy tym prowadzona ma być eksploatacja wielkopowierzchniowa, by utrzymać szkody górnicze w minimalnych granicach.

Wysokie wydobycie w pokładach o małej miąższości eksploatacyjnej wymaga dużego odkrycia stropu. Z jednej strony nastąpiło w ostatnich latach znaczne wydłużenie ścian strugowych; ich długość mieści się dziś w granicach 200 do 350 m. Z drugiej strony zwiększono również wybiegi tych ścian. W niektórych wypadkach znacznie przekroczono już 2 km. Niestety, duże wybiegi i długości ścian spowodowały powstanie wielkich strat eksploatacyjnych. Obecnie sięgają one prawie 75% całości zasobów.

Górnictwo niemieckie odbudowuje tylko poziomo i prawie poziomo zalegające pokłady o małej miąższości eksploatacyjnej. W zasadzie granicę stanowi tu nachylenie do 20 gonów. We wszystkich tego typu pokładach prowadzi się eksploatację z zawałem stropu.

W zależności od potrzeb stosuje się wentylację wznoszącą lub opadającą. W pokładach o silnej metanowości nie prowadzi się eksploatacji. Przekroje poprzeczne ścian są zbyt małe, by zapewnić wystarczające rozrzedzenie metanu.

Przy wybieraniu zasobów resztkowych prowadzi się eksploatację nad- lub podpoziomową. Tego typu eksploatacja wymaga każdorazowo specjalnego zezwolenia.

Duże postępy ścian w pokładach o małej miąższości eksploatacyjnej są zasadniczo osiągalne przy eksploatacji od pola. Ten sposób wybierania stosuje się w więcej niż połowie prowadzonych ścian. W niektórych przypadkach, kiedy chodniki zostały wydrążone już wcześniej, prowadzi się eksploatację do pola. Sporadycznie prowadzi się także wybierania od pola do chodnika pod- lub nadścianowego. Do sytuacji wyjątkowych należy prowadzenie chodników ze ścianą, równolegle bądź z wyprzedzeniem. W pierwszym przypadku drążenie

odbywa się odbijającymi kombajnami chodnikowymi różnych wytwórców, w drugim przypadku, przy wyprzedzeniu z reguły większym niż 100 m, z zastosowaniem materiałów wybuchowych.

Przy drążeniu chodników w pokładach o małej miąższości eksploatacyjnej nie używa się kombajnów chodnikowych. Przyczyną są duże, wynoszące ponad 20 m^2 przekroje chodników. Przypadająca do urobienia ilość skały płonej jest tu zbyt duża, by umożliwić ekonomiczne stosowanie kombajnu chodnikowego.

Filary ochronne chodników wykonywane są z anhydrytu, innych materiałów budowlanych bądź kaszt drewnianych. Lokalnie konieczne jest dodatkowe kotwienie ociosów chodników.

W chodnikach odstawczych stosuje się kruszarki, które nie dopuszczają do zakłóceń dalszego transportu dużymi kęsami. Transport urobku odbywa się taśmociągami o szerokości 1000 względnie 1200 mm, prowadzonymi aż do szybu. Tylko nieliczne kopalnie stosują jeszcze szynowy transport urobku.

Praca ścian jest nadzorowana i sterowana z centrali dyspozytorni znajdującej się na powierzchni.

5. Uwaga końcowa

Mam nadzieję, że przy klasyfikacji pokładów w zależności od ich grubości pozostaniemy przy miąższości eksploatacyjnej (wysokości wyrobiska eksploatacyjnego), jako mierniku podziału. Dla pokładów cienkich granicą jest wówczas miąższość 1,5 m. Dla wszystkich tych, którzy chcą inaczej definiować pokład cienki, np.: jako niezależną od wysokości eksploatacji grubość pokładu węgla, proponuję przy ocenie górnictwa niemieckiego dodatkowe uwzględnienie grupy IV pokładów z rysunków 4 i 5. Wówczas może się nazywać, iż z 45 prowadzonych w pokładach cienkich ścian (47,9% wszystkich ścian) uzyskano średnie wydobycie dobowe w wysokości 97 597 t węgla, czyli 46,1% całego średniego wydobycia dobowego.

Przekazano 20 stycznia 1996 r.

Exploitation of thin coal beds in German mining

Abstract

In 1994, 19 operating mines on the territory of the Federal Republic of German extracted 52 million t of the commercial coal. Exploitation was carried out in 94 longwalls, in beds with exploitation thickness from 0.72 to 3.63 m. Coal beds are divided into groups according to the average height of mining. From 70 to over 250 cm 7 height groups every 30 cm were separated. 3 groups with 24 longwalls were conformed to the exploitation thickness of 1.5 m. It is 25.5% of all active longwalls. The average twenty-four hours' extraction in German mining amounted to 211 816 t, and the exploitation from 24 longwalls with the exploitation thickness below 1.5 m amounted to 53 833 t/24hrs, what is 25.4%.

The paper presents the utilized walls' equipment to 1.5 m height, and characteristics of exploitation systems.

Seria „Wykłady" nr 13 Szkoły
Eksploatacji Podziemnej '96, s. 35—53

Anton SROKA
Ruhrkohle Bergbau AG, Herne

Wpływ eksploatacji cienkich pokładów na powierzchnię w górnictwie niemieckim

Słowa kluczowe

Szkody górnicze-pokłady cienkie-dynamika eksploatacji-prędkość eksploatacji-postoje ścianowe-eksploatacja ciągła

Streszczenie

Z przedstawionego w wykładzie rozkładu grubości eksploatowanych pokładów w Zagłębiu Ruhry wynika, że większość z nich to pokłady cienkie o zawartości węgla mniejszej niż 1,5 m.

W górnictwie niemieckim bardzo duże znaczenie z punktu widzenia szkód górniczych przypisuje się tzw. dynamice eksploatacji. Elementami eksploatacji mającymi wpływ na wielkość tej dynamiki są prędkość postępu frontu i długość przerw eksploatacyjnych, czyli tzw. postoje ścianowe.

Wykazano, że poglądy mówiące, iż cienkie pokłady prowadzą do mniejszych szkód górniczych, są w aspekcie dynamiki eksploatacji fałszywe. Dla rozwoju warunków geologiczno-górniczych i równego wydobycia dziennego eksploatacja pokładu cieńszego prowadzi bowiem do większej dynamiki eksploatacji niż eksploatacja pokładu grubszego, a tym samym do większych szkód górniczych.

Fenomen ten potwierdza nie tylko przedstawione rozwiązanie teoretyczne, ale przede wszystkim praktyczne obserwacje szkód i ich kosztów. W związku z planowaną przez Ruhrkohle Bergbau AG koncepcją eksploatacji ścianami o długości 400 do 500 m przedstawiono ich wpływ na dynamikę eksploatacji. Na bazie teorii prof. Knothego przedstawiono wzory umożliwiające wyznaczenie dopuszczalnej prędkości eksploatacji i dopuszczalnego czasu postojów ścianowych.

1. Wstęp

Eksploatacja pokładów węgla pod terenami zabudowanymi, jak np. osiedla, obiekty przemysłowe czy też obiekty własne kopalń, prowadzi bardzo często do uszkodzeń tych obiektów, czyli do tzw. szkód górniczych.

Zagrożenie obiektów przez eksploatację górniczą charakteryzuje się zwykle poprzez obliczenie tzw. wskaźników deformacji, których wartości są liniowo proporcjonalne do grubości eksploatowanego pokładu.

Z powyższego może wynikać, że przy stałości innych czynników górniczo-geologicznych eksploatacja pokładu o mniejszej grubości prowadzi do mniejszych wartości wskaźników deformacji, tzn. do mniejszych szkód górniczych oraz zmniejszenia wydatków na ich usunięcie.

Doświadczenia autora z rejonu Zagłębia Ruhry nie potwierdzają tej tezy, eksploatacje pokładów cienkich prowadzą bowiem w wielu przypadkach do bardzo dużych uszkodzeń obiektów powierzchniowych.

2. Informacje ogólne

Niezależnie od definicji pokładu cienkiego, porównując eksploatowane pokłady węgla w Zagłębiu Ruhry z pokładami Zagłębia Górnośląskiego należy stwierdzić, że eksploatowane w Zagłębiu Ruhry pokłady są z reguły cienkie.

Dane planu górniczego na okres 1994—2025 mówią, że 9 z 13 kopalń będzie eksploatowało pokłady o grubości sumarycznej węgla g_w mniejszej niż 1,50 m.

Dane te, dotyczące grubości eksploatowanej warstwy g, grubości węgla w pokładzie g_w, długości frontu eksploatacyjnego d oraz głębokości eksploatacji H przedstawione zostały w tabeli 1. Z tych średnich danych dla pojedynczych kopalń otrzymamy średni wynik dla koncernu węglowego.

Tabela 1. Średnie wartości grubości eksploatowanej warstwy g grubości eksploatowanego węgla w pokładzie g_w długości frontu ścianowego d i głębokości eksploatacji H w Zagłębiu Ruhry

Table 1. Average value of thickness of coal bed g, thickness of coal in coal bed g_w, longwall face length d and depth of exploitation H in Ruhr Basin

Kopalnia	Średnie dane			
	g [m]	g_w [m]	d [m]	H [m]
FH	1,64	1,33	279	1 006
NB	0,90	0,80	298	970
WA	1,74	1,51	270	851
LO	1,46	1,28	285	1 160
PH	1,74	1,43	275	960
FL	1,39	1,18	267	1 047
WH	1,46	1,22	292	1 023
HU	1,85	1,48	254	1 196
EW	1,60	1,39	247	1 203
BL	1,67	1,46	267	1 094
AD	1,91	1,62	301	1 213
HR	1,77	1,58	285	1 127
WE	2,67	2,31	267	1 109
RBAG	1,57	1,33	275	1 054

— średnia grubość węgla w pokładzie: $\overline{g}_w$ = 1,33 m
— średnia całkowita grubość pokładu: g = 1,57 m

Analiza eksploatowanych partii złożowych w roku 1994 wykazała następujące wartości eksploatowanych grubości:

$$g_w = 1{,}46 \text{ m}$$
$$g = 1{,}87 \text{ m}$$

Inne średnie dane na rok 1994 wynoszą:

$$d = 269 \text{ m}$$
$$l = 1397 \text{ m}$$
$$H = 956 \text{ m}$$

gdzie:
l — długość wybiegu wyrobiska ścianowego.

Wyniki pomiarów geodezyjnych oraz obliczenia wpływów pojedynczych wyrobisk ścianowych na powierzchnię wykazują, że maksymalne końcowe wartości wskaźników deformacji nie przekraczają z reguły wartości charakterystycznych dla górnej granicy I kategorii wg klasyfikacji Budryka i Knothego.

Wyjątek stanowi jedynie maksymalna wartość poziomego odkształcenia ściskającego w kierunku prostopadłym do kierunku eksploatacji, która jednak z reguły nie przekracza wartości dopuszczalnej dla górnej granicy II kategorii, tzn. wartości — 3,0 mm/m. Tymczasem wydatki na usuwanie szkód górniczych wyniosły w roku 1994 ok. 426,3 mln DM, co przy rocznej produkcji w wysokości 37,2 mln ton prowadzi do średniego obciążenia tony węgla na poziomie 11,5 DM/t.

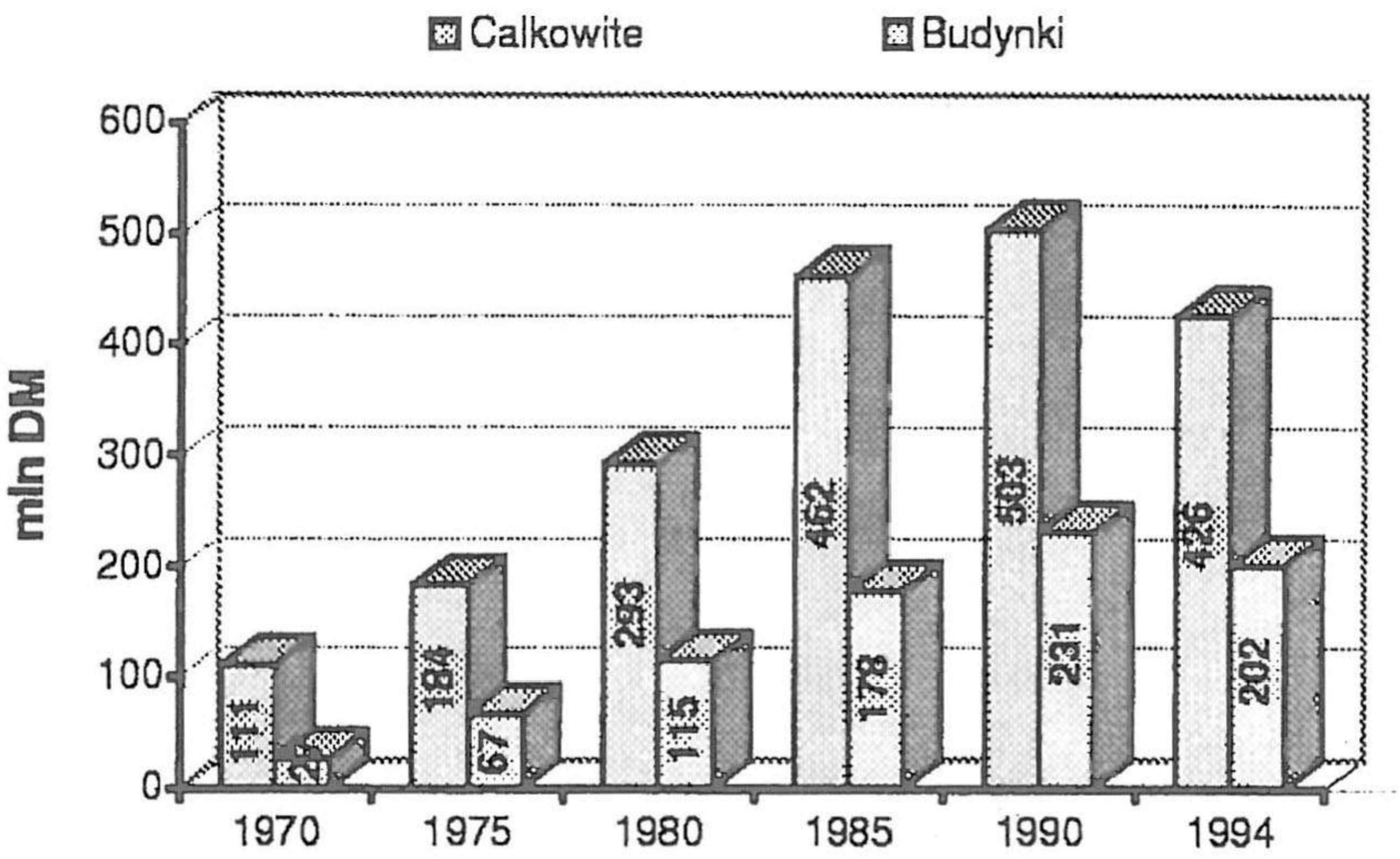
To średnie obciążenie wynosi ok. 4% ceny jednej tony węgla (ok. 290 DM) i jest od 3 do 5 razy większe niż w górnictwie Zagłębia Górnośląskiego. Spowodowane jest to, między innymi, innym podejściem formalno-prawnym do problemu szkód górniczych oraz inną akceptacją szkód górniczych przez opinię publiczną w Zagłębiu Ruhry i w Zagłębiu Górnośląskim.

Na rysunku 1 przedstawiono rozwój wydatków całkowitych na szkody górnicze oraz wydatków na szkody w budynkach w okresie 1970—1994.

Zauważmy, że w latach 1970—1990 notowano bardzo wyraźny wzrost kosztów szkód górniczych pomimo dużego spadku produkcji węgla z ok. 84,9 mln t w roku 1970, poprzez 63,1 mln t w roku 1980 do 49,4 mln t w roku 1990. W roku 1994 wydobyto ok. 37,2 mln t.

Oczekiwania związane z odpowiednim do spadku produkcji spadkiem kosztów szkód górniczych nie sprawdziły się. Okazało się, że koszty te zależą w bardzo dużym stopniu od koncentracji produkcji zarówno w przestrzeni, jak i w czasie; w związku ze znacznym postępem racjonalizacji z coraz mniejszej liczby ścian wybiera się coraz więcej węgla.

Liczba wyrobisk ścianowych wynosiła odpowiednio: w roku 1970 — 360, w 1980 — 163, w 1990 — 100 i w roku 1994 — 65. Zauważmy, że redukcja liczby ścian była



Rys. 1. Zestawienie kosztów całkowitych szkód górniczych i kosztów szkód w budynkach w koncernie węglowym Ruhrkohle Bergbau AG

Fig. 1. The statement of mining damages total costs and costs of damages in buildings in the Ruhrkohle Bergbau AG

szybsza niż redukcja produkcji całkowitej, co świadczy o wzroście produkcji dziennej, tj. także prędkości postępu frontu eksploatacji.

Porównując koszty całkowite szkód górniczych oraz koszty szkód w budynkach należy zwrócić uwagę na systematyczny wzrost udziału i znaczenia kosztów szkód w budynkach w kosztach całkowitych — z ok. 24,3% w roku 1970 do ok. 47,4% w roku 1994.

Przeprowadzona przez autora (Sroka 1995) analiza regresji nieliniowej w oparciu o model iloczynowy wykazała, że koszty szkód w budynakch są bardzo silnie związane z wielkością wydobycia dziennego, czyli prędkością eksploatacji górniczej.

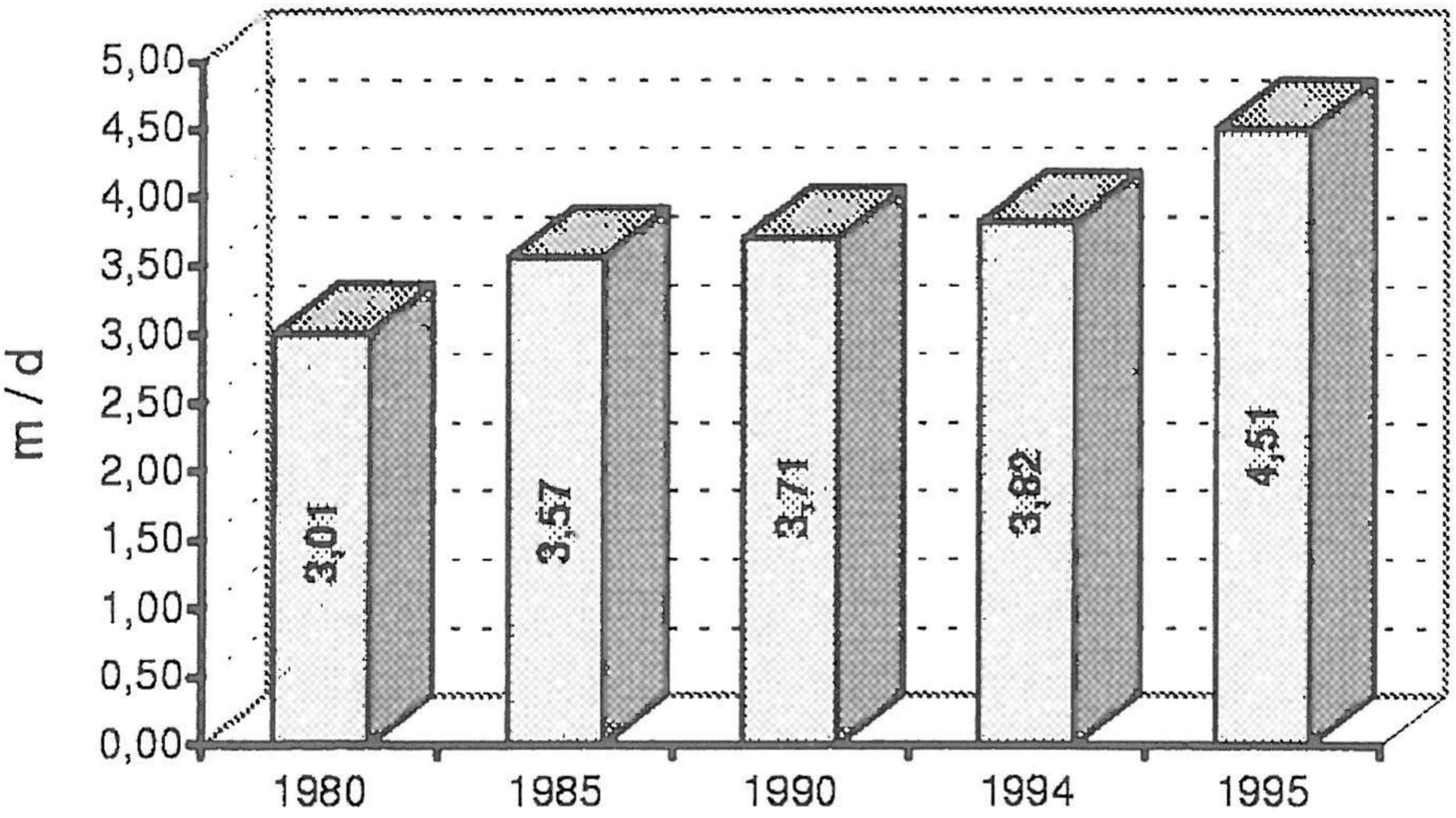
Analiza ta, uwzględniająca średnie wielkości danych rocznych opisujących dokonaną eksploatację oraz dane zabudowy powierzchni, wykazała, że nakłady na szkody górnicze w budynkach są proporcjonalne do **kwadratu** prędkości eksploatacji górniczej.

Zmiana systemu subwencji i jej obniżenie z ok. 11 mld DM w roku 1995 do ok. 7,5 mld DM w roku 1996 (dla całego górnictwa węgla kamiennego w Niemczech) powoduje konieczność dalszej racjonalizacji poprzez koncentrację produkcji i wzrost wydobycia, co widać na podstawie porównania wybranych średnich danych dla roku 1994 i roku 1995.

	rok 1994	rok 1995
Wydobycie całkowite [mln/t]	37,2	38,2
Liczba ścian	65	60
Wydobycie ścianowe dzienne [t/d]	2150	2399
Prędkość eksploatacji [m/d]	3,82	4,51

Z powyższego wynika, że w ciągu roku nastąpił ok. 20-procentowy wzrost produkcji dziennej oraz wzrost prędkości eksploatacji o ok. 18%.

Na rysunku 2 przedstawiono średnie prędkości eksploatacji górniczej w latach 1980—1995.



Rys. 2. Średnia prędkość postępu eksploatacji w latach 1980—1995
Fig. 2. Average exploitation advance during 1980—1995

W roku 1996 planuje się osiągnięcie średniej wartości na poziomie 5,0 m/d. Tak rozwijana racjonalizacja będzie prowadzić do relatywnego zwiększania nakładów na szkody górnicze. Już teraz prowadzone pod terenami zabudowanymi eksploatacje górnicze, przy dużej prędkości eksploatacji (tj. wydobyciu dziennym > 5000 t/d), prowadzą często do szkód górniczych na poziomie 25—35 DM/t, czyli przekraczają obciążenie średnie (11,5 DM/t) blisko 2,5—3-krotnie.

3. Dynamika eksploatacji górniczej

Zasygnalizowany powyżej problem jest jednym z głównych problemów górnictwa Zagłębia Ruhry z punktu widzenia szkód górniczych, a zdaniem autora — i dziś, i w przyszłości problemem najważniejszym. Jest on aktualny jako tzw. dynamika eksploatacji, czyli w języku niemieckim „die Attandynamik".

Pod tym pojęciem opisane jest jakościowo zagrożenie powierzchni przy eksploatacji górniczej o dużej koncentracji wydobycia w przestrzeni i w czasie, zwłaszcza w warunkach gęstej zabudowy powierzchni terenu.

Badania autora wykazały, że najważniejszymi elementami decydującymi o wielkości dynamiki eksploatacji są:

— prędkość eksploatacji,
— zmiany prędkości eksploatacji oraz
— czas trwania postojów ścianowych (tzn. przerw eksploatacyjnych).

Metodyka wyznaczania dopuszczalnej (zalecanej) prędkości eksploatacji oraz dopuszczalnego czasu trwania postojów ścianowych zostanie przedstawiona w ujęciu teorii profesora Knothego.

Metodyka wyznaczania dopuszczalnej prędkości eksploatacji polega na wyznaczeniu takiej jej wartości, która nie powoduje przekroczenia charakterystycznych dla danej kategorii

odporności analizowanego pojedynczego obiektu lub grupy obiektów, granicznych wartości prędkości lub przyspieszenia narastania wybranych wskaźników deformacji.

Zaprezentowane w tabeli 2 wartości graniczne prędkości i przyspieszenia narastania osiadania oraz prędkości narastania odkształcenia poziomego są rezultatem wieloletniej pracy autora (Dżegniuk, Sroka 1978; Sroka 1993, 1995).

Tabela 2. Graniczne wartości wskaźników dynamiki eksploatacji
Table 2. Linniting value of dynamic indexes of exploitation

Kategoria	$\dot{w}_{Gr}$ [mm/d]	$\ddot{w}_{Gr}$ [mm/d^2]	$\dot{\varepsilon}_{Gr}$ [mm/m/d]	Δw_{Gr} [mm]
0	1	0,002	0,005	0,25
I	3	0,020	0,015	0,75
II	6	0,080	0,030	1,50
III	12	0,250	0,060	3,00
IV	18	0,500	0,100	4,50

Δw_{Gr} — wartość graniczna dopuszczalnego zniekształcenia procesu osiadania wskutek postojów ścianowych (patrz — przerwy eksploatacyjne).

Nie wchodząc w problematykę wyznaczania wartości granicznych należy stwierdzić, że są one rezultatem wielu analiz materiałów pomiarowych, ich porównań z nakładami na szkody górnicze, rezultatem wielu obliczeń porównawczych, a także podejścia koncernu do problematyki szkód górniczych oraz akceptacją opinii publicznej. Podane w tabeli 2 wartości odnoszą się zatem przede wszystkim do warunków Zagłębia Ruhry.

Podane wartości graniczne należałoby zdaniem autora rozszerzyć o wielkość przyspieszenia narastania odkształcenia poziomego, jednak ze względu na niepewność porównania otrzymanych wyników obliczeń z wynikami bezpośrednich pomiarów geodezyjnych obecnie jest to raczej niewskazane.

Wracając do warunków Zagłębia Ruhry należy stwierdzić, że tzw. dynamiczne niecki osiadania posuwające się za postępującym frontem eksploatacji praktycznie nie różnią się kształtem od tzw. niecki końcowej, są tylko nieco przesunięte w stronę eksploatacji (rys. 3).

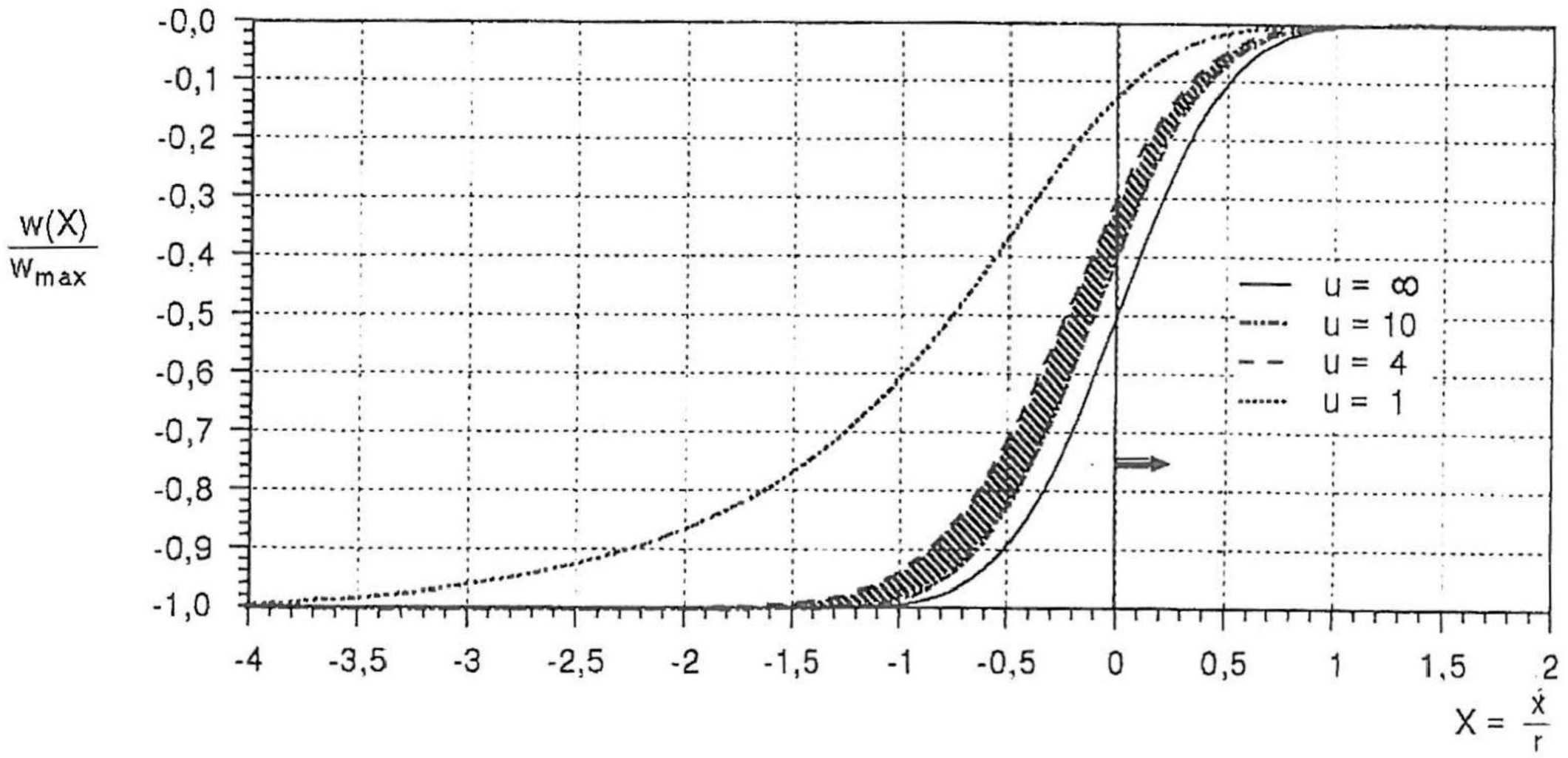
Niecki te znajdują się pomiędzy nieckami teoretycznymi, charakterystycznymi dla wartości u = 4 oraz u = 10 (zaciemnione pole) przy czym zmienna u określona jest wzorem:

$$u = \frac{c \cdot r}{v} \tag{1}$$

gdzie:

c — tzw. współczynnik czasu,
r — tzw. promień zasięgu wpływów głównych,
v — prędkość eksploatacji górniczej.

Analizy materiałów pomiarowych wykazują, że np. osiadanie punktu profilu niecki znajdującego się nad przesuwającą się krawędzią eksploatacji jest większe od 30-procent osiadania maksymalnego oraz że stosunek maksymalnego nachylenia niecki końcowej jest prawie równy jedności (Sroka 1995).



Rys. 3. Dynamiczne niecki osiadania charakterystyczne dla Zagłębia Ruhry przy większych prędkościach postępu eksploatacji (zaciemnione pole)

Fig. 3. Dynamic subsiding through characteristic for the Ruhr Basin at the greater exploitation advances (shaded area)

W związku z tym można przyjąć, że maksymalne wartości wskaźników deformacji niecki dynamicznej i niecki końcowej są praktycznie identyczne.

To założenie pozwala na wyznaczenie, w oparciu o różne wartości graniczne odpowiednich wskaźników prędkości i przyspieszenia narastania deformacji, maksymalnej dopuszczalnej wartości prędkości eksploatacji wg. poniższych wzorów:

$$
\begin{aligned}
v_{max}\,(\dot{w}_{Gr}) &= \frac{\dot{w}_{Gr}}{w_{max}\,(D)} \cdot r \\
v_{max}\,(\ddot{w}_{Gr}) &= \sqrt[4]{\frac{e}{2\pi}} \cdot \sqrt{\frac{\dot{w}_{Gr}}{\ddot{w}_{max}\,(D)}} \cdot r \\
v_{max}\,(\dot{\bar{\varepsilon}}_{Gr}) &= \frac{1}{\sqrt{2\,\pi\,e}} \cdot \frac{|\,\dot{\bar{\varepsilon}}_{Gr}|}{\varepsilon_{max}\,(D)} \cdot r \\
v_{max}\,(\dot{\varepsilon}^{+}_{Gr}) &= \frac{e}{\sqrt{8\,\pi}} \cdot \frac{\dot{\varepsilon}^{+}_{Gr}}{\varepsilon_{max}\,(D)} \cdot r
\end{aligned}
\qquad (2)
$$

gdzie:

D — zestandaryzowana długość frontu eksploatacji górniczej, $(D = \frac{d}{r})$

w_{max} (D) — maksymalne osiadanie,

ε_{max} (D) — maksymalne poziome odkształcenie.

Dla eksploatacji pod terenem zabudowanym wartość maksymalnego osiadania można obliczyć wg wzoru:

$$w_{max}(D) = a \cdot g \cdot \varphi_s(D) \tag{3}$$

gdzie:

φ_s (D) — wartość funkcji osiadania wg teorii Knothego, którą można obliczyć wg wzoru:

$$\varphi_s(D) = \int_{-0,5\,D}^{+0,5\,D} \exp(-\Pi\,\lambda^2)\,d\lambda \tag{4}$$

a — tzw. współczynnik eksploatacji górniczej,
g — grubość pokładu eksploatacyjnego.

Osiadanie maksymalne można obliczyć także w wystarczająco dokładny sposób za pomocą wzoru regresyjnego:

$$w_{max}(D) = a \cdot g\left[1 - \exp\left(-0,6\,D\,(D + 1,6)\right)\right] \tag{5}$$

Rozpatrując dowolnie względem eksploatacji położony pojedynczy obiekt, wartość maksymalnego osiadania obliczamy przyjmując eksploatację w kształcie nieskończonego paska, przy czym liniami ograniczającymi ten pasek są linie boczne wyrobiska ścianowego.

Maksymalną wartość odkształcenia poziomego obliczmy wg wzoru:

$$\varepsilon_{max}(D) = \sqrt{\frac{1}{e}}\ \frac{w_{max}(D)}{r} \tag{6}$$

Definiując np.:

$V = \frac{v}{r}$ — relatywna (zestandaryzowana) prędkość eksploatacji (7)

$$\dot{W} = \frac{\dot{W}}{W_{max}} \text{ — relatywna prędkość osiadania} \tag{8}$$

otrzymamy dla kryterium granicznej prędkości osiadania, że dopuszczalna maksymalna relatywna prędkość eksploatacji V_{max} jest równa granicznej relatywnej dla danych warunków prędkości osiadania punktu $\dot{W}_{Gr}$.

$$V_{max}(\dot{W}_{Gr}) = \dot{W}_{Gr} \tag{9}$$

Taka postać wzoru jest bardzo łatwa do zapamiętania.

Przy planowaniu eksploatacji górniczej, dążąc do optymalnego wykorzystania maszyn i osiągnięcia jak najmniejszych kosztów produkcji, wyznacza się dla projektowanych wyrobisk ścianowych optymalną wielkość produkcji dziennej. Dla dwu- do czterościanowego modelu kopalni wydobycie to w warunkach kopalni Ruhrkohle Bergbau AG nierzadko przekracza wartość 5000 t/dobę.

Uwzględniając ciężar właściwy węgla oraz zawartość zanieczyszczenia kamieniem w pokładzie wyznacza się następnie objętość złoża, którą należy dziennie wyeksploatować, lub przy stałej grubości warstwy (pokładu) tzw. planowaną prędkość eksploatacji.

Analizując dane z prowadzonych w latach 1990—1994 eksploatacji należy stwierdzić, że eksploatacje pokładów cieńszych z reguły prowadzone są z większą prędkością, głównie w celu zapewnienia odpowiedniego wydobycia dziennego.

Załóżmy, że dla osiągnięcia zaplanowanego wydobycia dziennego konieczne jest wydobycie dzienne o objętości Ω.

($\dot{\Omega}$ — prędkość objętościowa eksploatacji w m^3/d).

Dla kryterium granicznej prędkości osiadania otrzymamy:

$$\dot{\Omega}_{max}\,(\dot{w}_{Gr}) = \frac{\dot{w}_{Gr}}{a} \cdot r^2 \cdot \frac{D}{\varphi_s\,(D)} \tag{10}$$

zaś dla kryterium granicznego przyspieszenia otrzymamy:

$$\dot{\Omega}_{max}\,(\ddot{w}_{Gr}) = \sqrt[4]{\frac{e}{2\pi}} \cdot \sqrt{\frac{\ddot{w}_{Gr}}{a}} \cdot g \cdot r^2 \cdot \frac{D}{\sqrt{\varphi_s\,(D)}} \tag{11}$$

Analizując wzór (10) zauważymy, że dla danych warunków geologiczno-górniczych i kryterium granicznej prędkości osiadania dopuszczalna wielkość produkcji dziennej jest niezależna od grubości eksploatowanego pokładu. Z wzoru (11) wynika natomiast, że eksploatując pokłady grubsze, możemy przy zachowaniu kryterium granicznego przyspieszenia osiadania otrzymać wydobycie większe niż przy eksploatacji pokładu cieńszego. Obserwacje szkód górniczych potwierdzają słuszność tej wypowiedzi. Doświadczenia kopalni Ewald mówią, że dla porównywalnych warunków geologiczno-górniczych eksploatacji i równym wydobyciu dziennym eksploatacja pokładu grubszego jest pod względem szkód górniczych korzystniejsza niż eksploatacja pokładu cieńszego. Pokład grubszy wymaga bowiem mniejszej prędkości eksploatacji niż pokład cieńszy.

Drugim elementem podlegającym aktualnym dla kopalń koncernu Ruhrkohle Bergbau AG analizom jest wpływ długości frontu eksploatacji na wielkość wydobycia dziennego przy zachowaniu kryteriów $\dot{w}_{Gr}$ i $\ddot{w}_{Gr}$.

Aktualnie prowadzona racjonalizacja dotyczy zwiększania długości frontu eksploatacji do ok. 400—500 m, między innymi w celu zmniejszenia liczby koniecznych wyrobisk chodnikowych.

Doświadczenia eksploatacji wyrobisk ścianowych o długości do 370 m potwierdzają w pełni techniczną możliwość realizacji tych planów.

Ze wzoru (10) wynika, że wpływ długości wyrobiska ścianowego na maksymalne wydobycie dzienne dla kryterium $\dot{w}_{Gr}$ jest zależny od członu

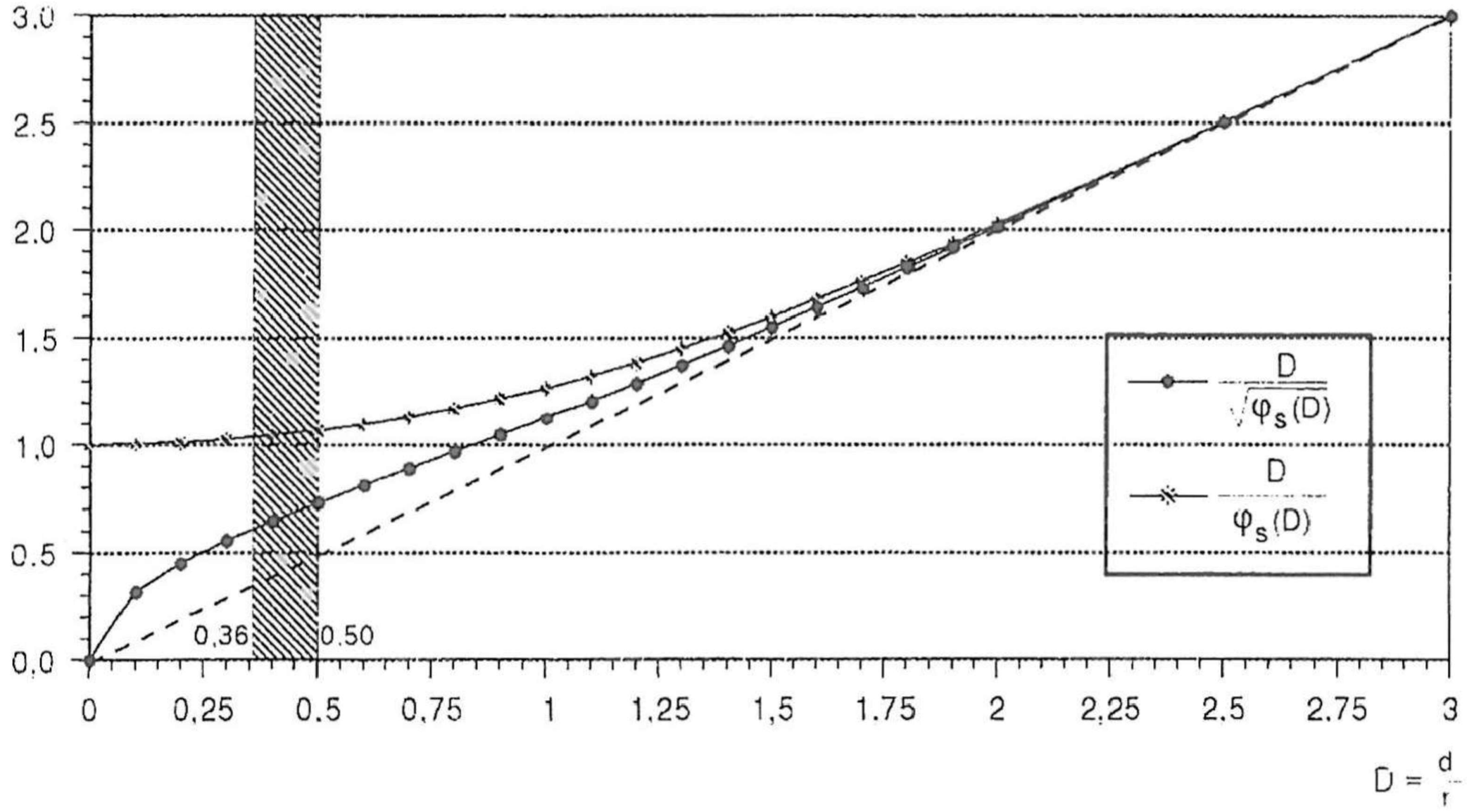
$$\frac{D}{\varphi_s (D)}$$

zaś ze wzoru (11) dla kryterium $\ddot{w}_{Gr}$ od członu

$$\frac{D}{\sqrt{\varphi_s (D)}}$$

gdzie: $D = \frac{d}{r}$

Wyniki obliczeń numerycznych tych wielkości przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 4. Wykres funkcji $\frac{D}{\varphi_s (D)}$ oraz $\frac{D}{\sqrt{\varphi_s (D)}}$ obrazujących wpływ długości frontu eksploatacji górniczej na wielkość wydobycia dziennego $\dot{\Omega}$ przy zachowaniu kryteriów $\dot{w}_{Gr}$ i $\ddot{w}_{Gr}$

Fig. 4. Graph of function $\frac{D}{\varphi_s (D)}$ and $\frac{D}{\sqrt{\varphi_s (D)}}$ showing the influence of longwall length on day's production $\dot{\Omega}$, with consideration of $\dot{w}_{Gr}$ and $\ddot{w}_{Gr}$ criterions

Uwzględniając, że średnie zestandaryzowane wartości długości frontów eksploatacji dla poszczególnych kopalń koncernu Rurhkohle Berbau AG leżą w granicach opisanych nierównością (patrz rys. 4 i rys. 5)

$$0{,}36 \leq D \leq 0{,}50$$

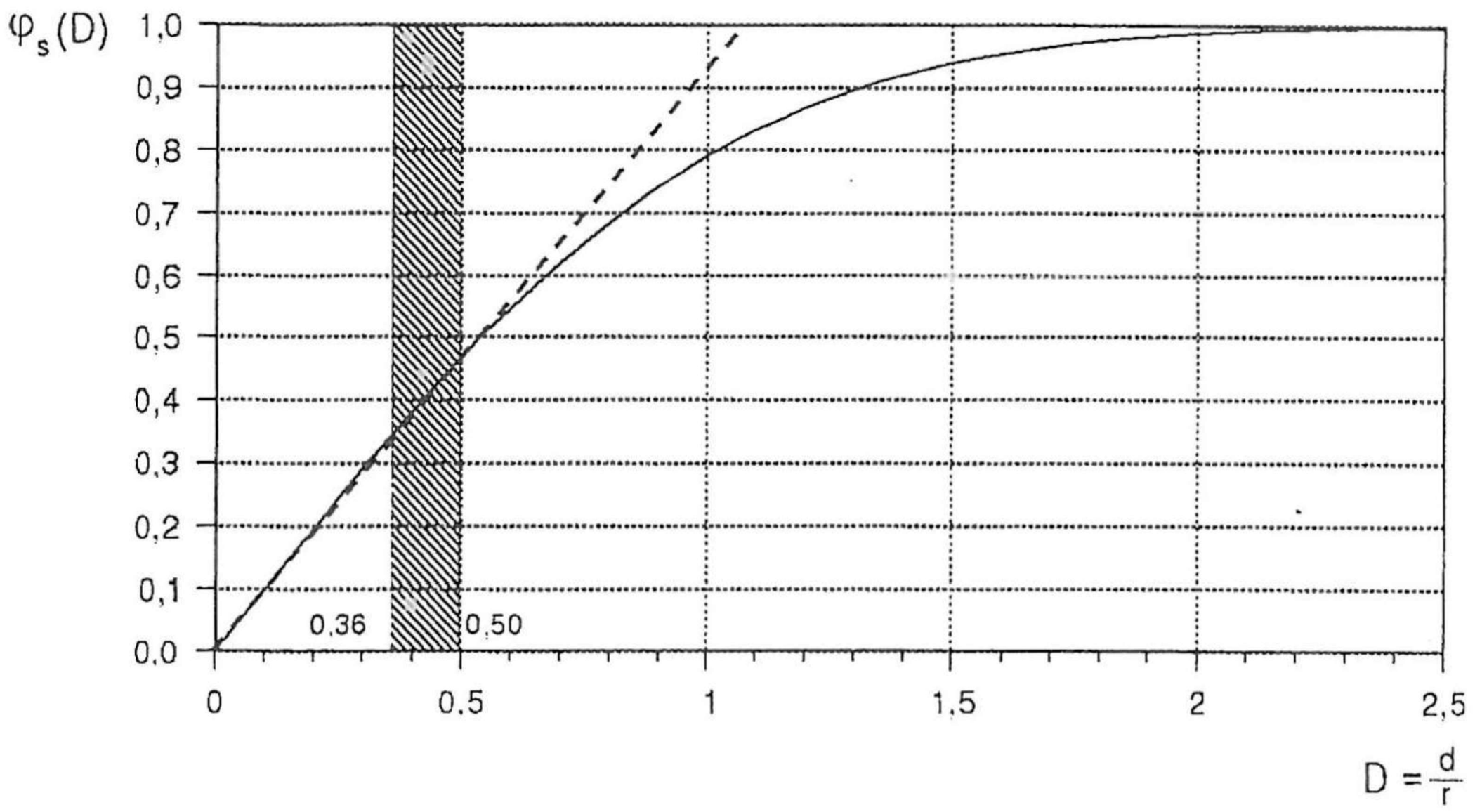
otrzymamy, że dla kryterium $\dot{w}_{Gr}$ wielkość dopuszczalnego wydobycia dziennego jest tylko w bardzo niewielkim stopniu zależna od długości frontu eksploatacji.

Analizując przebieg funkcji maksymalnego osiadania $\varphi_s(D)$ (rys. 5) należy stwierdzić, że przebieg tej funkcji w przedziale od 0,0 do D = 0,7 można w przybliżeniu opisać za pomocą funkcji liniowej:

$$\varphi_s (D \leq 0{,}7) \cong \alpha \cdot D \tag{12}$$

gdzie:

a — stała ($\alpha \cong 0{,}92$).



Rys. 5. Zależność funkcji maksymalnego osiadania od relatywnej długości frontu eksploatacji górniczej
Fig. 5. Dependence of the function of maximum subsiding from the comparative length of the mining exploitation face

Uwzględniając wzór 12 otrzymamy:

— dla kryterium $\dot{w}_{Gr}$

$$\dot{\Omega}_{max} (\dot{w}_{Gr}) \cong \frac{\dot{w}_{Gr}}{\alpha \cdot a} \cdot r^2 \tag{13}$$

— dla kryterium $\ddot{w}_{Gr}$

$$\dot{\Omega}_{max} (\ddot{w}_{Gr}) \cong 0{,}811 \sqrt{\frac{\ddot{w}_{Gr}}{\alpha \cdot a} g \cdot D} \cdot r^2 \tag{14}$$

Z wzoru (13) wynika, że dla warunków eksploatacji kopalń koncernu Ruhrkohle Bergbau AG, przy uwzględnieniu kryterium $\dot{w}_{Gr}$, dopuszczalna wielkość produkcji dziennej jest

praktycznie niezależna zarówno od eksploatowanej grubości pokładu, jak i długości frontu eksploatacji ścianowej.

Natomiast dla kryterium $\ddot{w}_{Gr}$ dopuszczalna wielkość produkcji dziennej jest zależna zarówno od grubości pokładu, jak i długości frontu eksploatacji. Z wzoru (14) wynika, że eksploatacja pokładu grubszego o większej długości frontu eksploatacji jest z punktu widzenia dynamiki eksploatacji korzystniejsza niż eksploatacja pokładu cieńszego o krótszym froncie eksploatacji.

Reasumując można stwierdzić, że zależność pomiędzy prędkością eksploatacji v, grubością eksploatowanego pokładu g i długością frontu eksploatacji d dla danych warunków eksploatacji jest następująca:

kryterium $\dot{w}_{Gr}$:

$$\dot{\Omega}(\dot{w}_{Gr}) = v(\dot{w}_{Gr}) \cdot d \cdot g = C_1 = \text{constans} \tag{15}$$

kryterium $\ddot{w}_{Gr}$:

$$\dot{\Omega}(\dot{w}_{Gr}) \cdot v(\ddot{w}_{Gr}) = v^2(\ddot{w}_{Gr}) \cdot d \cdot g = C_2 = \text{constans} \tag{16}$$

gdzie:

$$C_1 = \frac{\dot{w}_{Gr}}{\alpha \cdot a} \cdot r^2 \tag{17}$$

$$C_2 = \sqrt{\frac{e}{2\pi}} \cdot \frac{\ddot{w}_{Gr}}{\alpha \cdot a} \cdot r^3 \tag{18}$$

Następnym ważnym elementem dynamiki eksploatacji są przerwy w eksploatacji górniczej, czyli tzw. postoje ścianowe.

Obserwacje geodezyjne ruchów powierzchni i rejestracja szkód górniczych wskazują, że przerwy w eksploatacji zaburzają w istotny sposób przebieg procesu deformacji w czasie i prowadzą do zauważalnego wzrostu liczby szkód górniczych i ich kosztów.

Od końca 1992 r. (Sroka, Meisen 1992) autor w wykonywanych przez siebie projektach eksploatacji pod terenami zabudowanymi i innymi czułymi obiektami zaleca prowadzenie eksploatacji ciągłej. Uzyskiwane w ten sposób doświadczenia w pełni potwierdzają słuszność tego zalecenia.

Ponieważ postoje ścianowe w procesie eksploatacji są z różnych powodów nie do uniknięcia, zachodzi konieczność praktycznego zdefiniowania pojęcia eksploatacji ciągłej.

Propozycja autora mówiąca, że eksploatacja ciągła jest to eksploatacja, przy której czas trwania postojów ścianowych nie przekracza wyznaczonej dla danych warunków geologiczno-górniczych i dla danych obiektów przerwy dopuszczalnej, została przez fachowców zaakceptowana. Istnienie takiej przerwy, która co najmniej nie pogarsza obrazu szkód górniczych, jest przez geodetów górniczych poszczególnych kopalń koncernu przynajmniej jakościowo potwierdzone.

Prace autora koncentrujące się nad wyznaczeniem tej przerwy dotyczyły zarówno prac teoretycznych, jak i empirycznych związanych z analizą materiałów obserwacyjnych, analizą szkód górniczych i obliczeniami porównawczymi.

Przedstawione tutaj rozwiązanie teoretyczne zostało dokonane na bazie teorii profesora Knothego i jego rozwiązania dotyczącego aspektu czasu (Sroka 1995).

Dla jednoparametrowego modelu czasu wg profesora Knothego otrzymamy, że przebieg dowolnego wskaźnika deformacji w czasie po zatrzymaniu frontu eksploatacji można opisać wg ogólnego wzoru:

$$B\ (t > T) = B^k(T) - [B^k(T) - B(T)] \cdot \exp(-c\ (t - T)) \tag{19}$$

gdzie:

T — moment zatrzymania frontu eksploatacji,

$B^k(T)$ — charakterystyczna dla momentu zatrzymania wartość końcowa dowolnego wskaźnika deformacji,

B(T) — charakterystyczna wartość dowolnego wskaźnika deformacji w momencie zatrzymania frontu eksploatacji (tzn. dla t = T),

c — tzw. współczynnik czasu będący zarazem funkcją własności górotworu jak i danych eksploatacji.

Prędkość $\dot{B}$ oraz przyspieszenie $\ddot{B}$ narastania dowolnego wskaźnika deformacji po zatrzymaniu się frontu eksploatacji można przedstawić za pomocą ogólnych wzorów:

$$\dot{B}(t) = \dot{B}(T) \cdot \exp(-c\ (t - T)) \tag{20}$$

$$\ddot{B}(t) = -c \cdot \dot{B}(T) \cdot \exp(-c\ (t - T)) = -c \cdot \dot{B}(t) \tag{21}$$

gdzie:

$\dot{B}(T)$ — prędkość narastania dowolnego wskaźnika deformacji w momencie zatrzymania frontu eksploatacji (tj. dla t = T).

Równanie (20) mówi, że po zatrzymaniu się frontu eksploatacji prędkość narastania dowolnego wskaźnika deformacji maleje. Zjawisko to jest potwierdzone w praktyce przez szereg obserwacji zarówno osiadania, jak i zmian długości.

Analiza wzoru (21) wskazuje na fakt, że ten ruch hamujący rozpoczyna się w momencie zatrzymania frontu eksploatacji z maksymalnym przyspieszeniem wynoszącym:

$$\ddot{B}_{max}\ (v \downarrow 0) = -c \cdot \dot{B}(T) \tag{22}$$

Dla obiektu znajdującego się w fazie maksymalnej prędkości przyrostu analizowanego wskaźnika deformacji przyspieszenie to wynosi:

$$\ddot{B}_{max}\ (v \downarrow 0) = -c \cdot \dot{B}_{max} \tag{23}$$

Wzór ten wskazuje na fakt, że poprzez zatrzymanie frontu eksploatacji fazy maksymalnej prędkości i maksymalnego przyspieszenia narastania rozpatrywanego wskaźnika deformacji pokrywają się, tzn. oddziałują na obiekt jednocześnie.

W przypadku eksploatacji ciągłej fazy te są rozdzielone, tj. dla obiektu znajdującego się w fazie maksymalnej prędkości narastania rozpatrywanego wskaźnika deformacji wartość przyspieszenia jego narastania jest w tym momencie równa zeru.

Ten fakt jednoczesnego oddziaływania fazy $\dot{B}_{max}$ i fazy $\ddot{B}_{max}$ na obiekt po zatrzymaniu frontu eksploatacji jest zdaniem autora przyczyną występujących w tej fazie uszkodzeń.

Metodę wyznaczania dopuszczalnych przerw eksploatacyjnych autor oparł na elemencie zaburzenia przebiegającego procesu osiadania pod wpływem przerwy w eksploatacji.

Starając się oszacować stosunek przyspieszenia procesu osiadania wynikający z postoju ściany (przebieg zaburzony) do przyspieszenia przy założeniu stale postępującego frontu eksploatacji (przebieg niezaburzony) przeprowadźmy analizę ich wartości maksymalnych.

Z porównania przyspieszeń ujemnych otrzymamy:

$$f_{\ddot{w}}(u) = \frac{\ddot{w}_{max}(v \downarrow 0)}{\ddot{w}_{max}(v = const)} = \sqrt{\frac{e}{2\pi}}\,\frac{f_T(u)}{f_{K^+}(u)} \cdot u \qquad (24)$$

gdzie:

$f_T(u)$ oraz $f_{K^+}(u)$ — funkcje zmniejszenia maksymalnych wartości deformacji niecki dynamicznej w stosunku do maksymalnych wartości deformacji charakterystycznych dla niecki końcowej,

u — tzw. zmienna dynamiczna eksploatacji $u = \frac{c \cdot r}{v}$.

Wyniki obliczeń numerycznych (rys. 6) wskazują, że funkcja $f_{\ddot{w}}(u)$ wraz ze wzrostem zmiennej u rośnie i można ją przedstawić za pomocą przybliżonego wzoru:

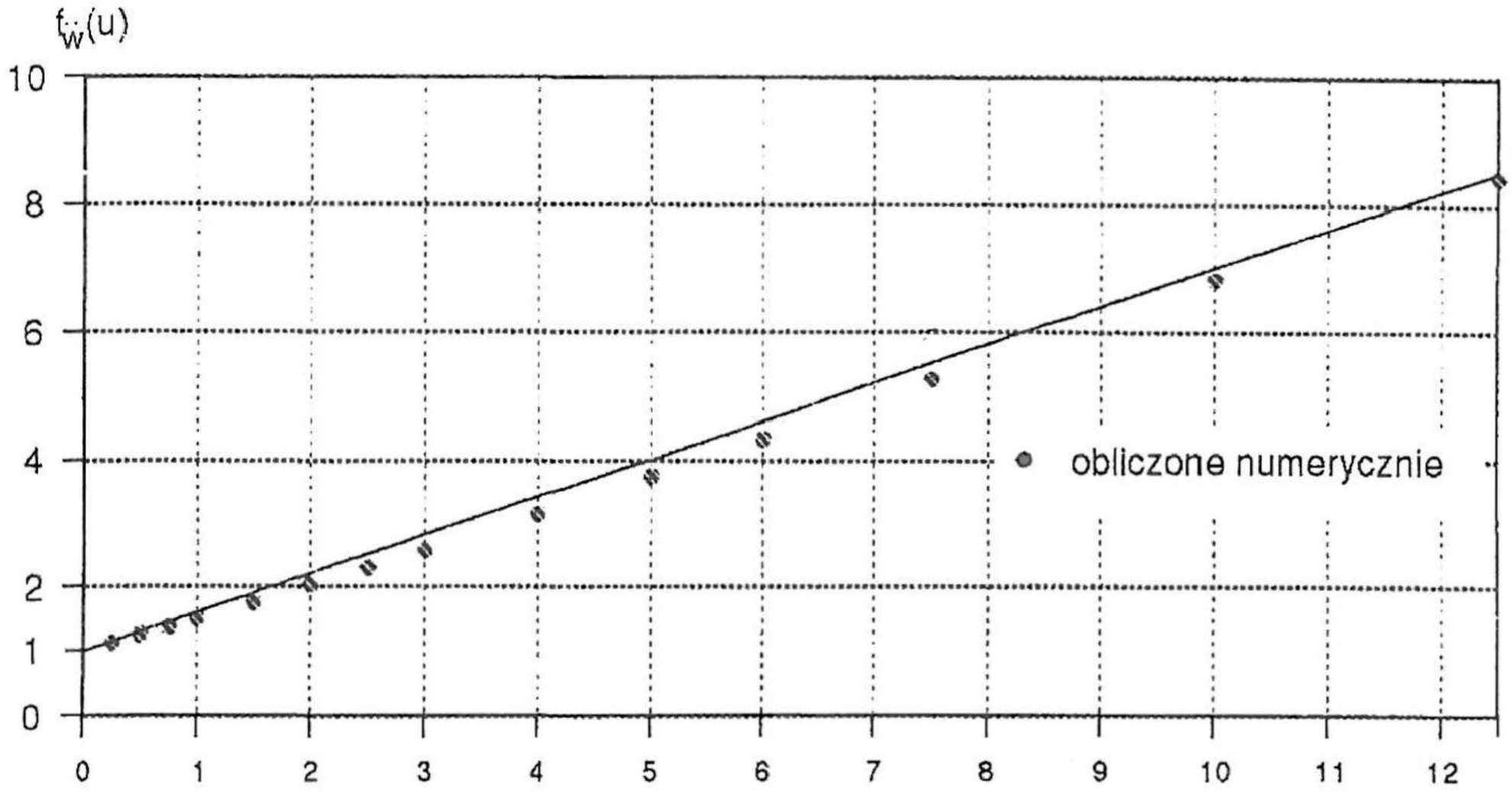
$$f_{\ddot{w}}(u) \cong 1 + 0{,}6\,u \qquad (25)$$

czyli, że w każdym przypadku przyspieszenie hamujące spowodowane postojem ściany jest większe od przyspieszenia hamującego charakterystycznego dla stale postępującego frontu eksploatacji górniczej. Z przeprowadzonych wcześniej rozważań wynika, że miarą zagrożenia obiektów są między innymi wartości przyspieszenia narastania wskaźników deformacji. Jeżeli np. miarą zagrożenia obiektów byłoby kryterium $\ddot{w}_{Gr}$ to wyznaczenie odpowiednio dozwolonej prędkości eksploatacji należałoby skierować na analizy procesu osiadania po zatrzymaniu frontu eksploatacji, a nie przy założeniu jego stałego postępu.

Jest oczywiste, że postoje ścianowe wpływają ilościowo w zależności od warunków górniczo-geologicznych w różny sposób na zaburzenie procesu osiadania.

Dla obiektu znajdującego się w fazie maksymalnej prędkości osiadania zaburzenie to wynosi:

$$\Delta w_{n,z}(\Delta t) \cong c \cdot \dot{w}_{max} \cdot \frac{\Delta t^2}{2} \qquad (26)$$



Rys. 6. Stosunek maksymalnego przyspieszenia narastania osiadania dla przypadku zatrzymania frontu eksploatacji do maksymalnego przyspieszenia osiadania charakterystycznego dla stale postępującego frontu eksploatacji dla różnych wartości zmiennej dynamicznej u

Fig. 6. The ratio of maximum subsiding acceleration in the case of exploitation face stoppage to the maximum subsiding acceleration characteristic for the continuously advancing exploitation face, for different values of the dynamic variable u

gdzie:

$\Delta w_{n,z}$ — zaburzenie procesu osiadania na skutek zatrzymania frontu eksploatacji,

Δt — czas trwania postoju ścianowego

Dla dopuszczalnej dla danego obiektu wartości granicznej zaburzenia Δw_{Gr} (jeżeli byłaby ona znana) otrzymamy:

$$\Delta t_{max} = \sqrt{\frac{2 \cdot \Delta w_{Gr}}{c \cdot \dot{w}_{max}}} = \sqrt{\frac{2 \cdot \Delta \dot{w}_{Gr} \cdot r}{c \cdot f_T(u) \cdot \dot{w}_{max} \cdot v}} \qquad (27)$$

Przy założeniu tzw. modelu quasidynamicznego (tj. $f_T(u) = 1$) otrzymamy ostatecznie:

$$\Delta t_{max} = \sqrt{\frac{2 \cdot \Delta w_{Gr} \cdot r}{c \cdot w_{max} \cdot v}} \qquad (28)$$

Analiza powyższego wzoru potwierdza spostrzeżenie empiryczne mówiące, że im mniejsza prędkość postępu frontu, tym postoje ścianowe mogą być dłuższe. Zauważmy także rolę współczynnika czasu c. Dla dużych prędkości eksploatacji, przy których zauważalna jest strata własności opóźniających górotworu (c szybko rośnie wraz ze wzrostem prędkości eksploatacji v), wyznaczane wartości Δt_{max} szybko maleją. Na podstawie wykonanych analiz i wielu obliczeń porównawczych autor otrzymał dla warunków Zagłębia Ruhry, dla różnych kategorii odporności obiektów wartości graniczne zaburzenia procesu osiadania (patrz tab. 1).

Wartości te z małymi korektami wynikającymi z coraz większych doświadczeń są stosowane od końca 1992 roku w projektowaniu eksploatacji pod obiektami powierzchniowymi i obiektami własnymi kopalni, co zostanie ukazane na jednym, raczej nietypowym, ale z punktu widzenia górniczego ciekawym przykładzie.

4. Przykład eksploatacji

Jedna z kopalń w centralnej części zagłębia Ruhry rozpatrywała możliwość eksploatacji partii złoża w pokładzie Q2 ograniczonej w szerokości przez dwa odległe od siebie o ok. 600 m i prawie równolegle do siebie przebiegające uskoki.

Taka geometria dopuszczała jedynie eksploatację dwoma ścianami o szerokości ok. 250—275 m jedna i o wybiegu do ok. 2000 m wzdłuż przylegających uskoków.

Około 100 m nad tak projektowaną eksploatacją, prawie prostopadle do wybiegu planowanych wyrobisk ścianowych leży główny przekop 3. poziomu wydobywczego.

Dotychczasowe doświadczenia kopalni dotyczące eksploatacji pod przekopami i innymi wyrobiskami chodnikowymi były negatywne, wyrobiska te ulegały dużym uszkodzeniom i stosunkowo dużym konwergencjom, co bardzo często prowadziło do co najmniej czasowej utraty ich funkcji. W przypadku przekopu 3.VS, ze względu na jego znaczenie dla kopalni i z uwagi na dotychczasowe doświadczenia, nie chciano podjąć ryzyka bezpośredniej eksploatacji pod przekopem, co prowadziłoby do rezygnacji co najmniej z części zasobów.

Przeprowadzona analiza wykazała, że potrzebne w tym celu skrócenie wybiegu ścian o ok. 1/3 (tj. do ok. 1400 m) prowadzi w konsekwencji do postawienia pytania o celowość prowadzenia tej eksploatacji z punktu widzenia jej kosztów.

Wykonany przez autora projekt (Sroka 05.05.1995) oparł się na analizach materiałów pomiarowych w przypadku podobnych eksploatacji i na doświadczeniach mówiących, że tzw. dynamika eksploatacji odgrywa w tym przypadku decydującą rolę (Hansel 1991).

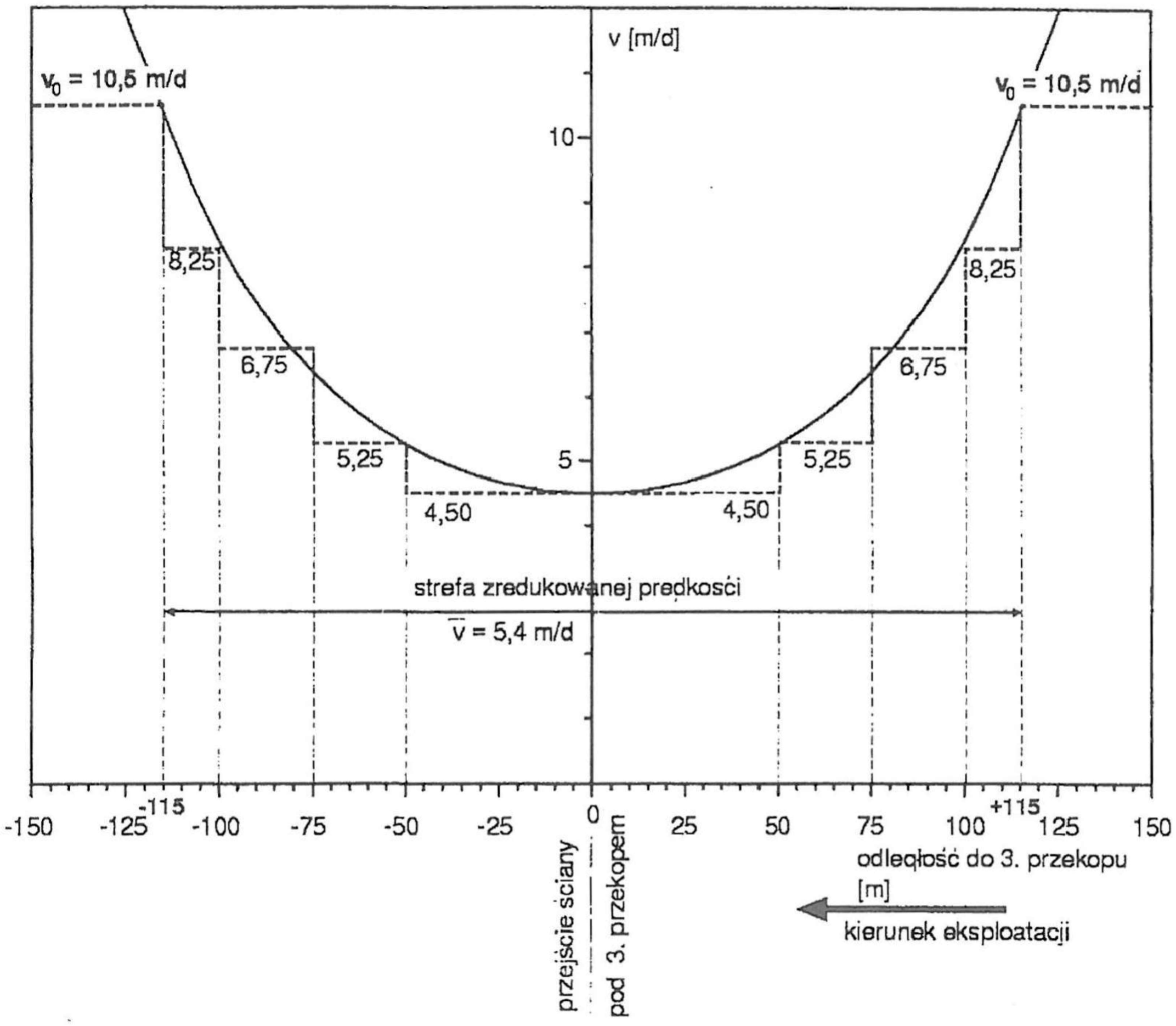
Projekt ten zakładał zmniejszenie dynamiki eksploatacji poprzez sukcesywne ograniczenie jej prędkości w rejonie przyległym do przekopu od 115 m przed do 115 m za przekopem oraz rygorystyczne prowadzenie 7-dniowej eksploatacji, czyli eksploatacji ciągłej (rys. 7).

Obliczenia charakterystyki prędkości eksploatacji dokonano wg przedstawionej w Sroka 1993 metody, przy użyciu następujących danych:

głębokość zalegania pokładu Q2	— H = 980 m
odległość pokład Q2 — przekop 3.VS	— h = 103,5 m
grubość pokładu	— g = 1,0 m
planowana prędkość eksploatacji	— v = 10,5 m
długość frontu eksploatacji	— d = 250 m
współczynnik eksploatacji	— a = 0,9
kąt graniczny wpływów	— γ = 55 gon
(odpowiada kątowi zasięgu wpływów	β = 54,8°)
wartość funkcji czasu	— z = 1,0 (tzn. c = ∞)
przebieg promienia zasięgu wpływów	— n = 0,5
(tzn. zmienia się z $\sqrt{Z/H}$)	

Wartość graniczna prędkości osiadania $\dot{w}_{Gr} = 25$ mm/d
Współczynnik bezpieczeństwa SF = 1,5

Prowadzone w czasie eksploatacji pomiary geodezyjne w przekopie (spągu, stropu i konwergencji w przekopie) i ciągłe kontrole, zwłaszcza w fazie przejścia frontu eksploatacji pod przekopem, potwierdziły w pełni słuszność wykonanego projektu i zawartych w nim zaleceń.



Rys. 7. Eksploatacja ściany 305 w pokładzie Q2 pod 3. Przekopem VS. Rozkład prędkości eksploatacji
Fig. 7. Extraction of 305 longwall in 92 bed under the third drift VS. Distribution of exploitation advance

Dane eksploatacji	Parametry metody Ruhrkohle	Wartości graniczne
H = 980 m h = 103,5 m g = 1,0 m v_0 = 10,5 m/d	a = 10 γ = 55 gon β = 54,8° n = 0,5 z = 1,0	$\dot{w}_{Gr}$ = 25 mm/d $\dot{\varepsilon}^{-}_{Gr}$ = ? ε^{-}_{Gr} = ? ΔS_{Gr} = ? SF = 1,5

5. Zakończenie

W referacie przedstawiono wyniki prac i doświadczenia autora dotyczące projektowania eksploatacji pod terenami zabudowanymi i obiektami własnymi kopalń w warunkach kopalń koncernu węglowego Ruhrkohle Bergbau AG.

Rozważania teoretyczne, analizy materiałów pomiarów niwelacyjnych i pomiarów długości oraz analizy kosztów szkód górniczych wskazują jednoznacznie na fakt, że główną przyczyną uszkodzeń obiektów jest tzw. dynamika eksploatacji górniczej.

Głównymi elementami eksploatacji mającymi wpływ na dynamikę eksploatacji są prędkość postępu frontu oraz przerwy w jej prowadzeniu.

Analiza kosztów szkód górniczych w budynkach wykazała, że koszty te są proporcjonalne do kwadratu prędkości eksploatacji górniczej. Fakt ten oraz analiza przebiegu deformacji po zatrzymaniu frontu eksploatacji wskazuje, że miarą zagrożenia obiektów są nie tylko prędkości narastania, ale także przyspieszenie narastania wskaźników deformacji.

W celu wyznaczenia dopuszczalnej, dla danych warunków geologiczno-górniczych eksploatacji oraz danej odporności obiektów, prędkości eksploatacji oraz dopuszczalnej długości przerw w prowadzeniu eksploatacji autor zaproponował rozszerzenie obowiązującej klasyfikacji Budryka-Knothego o odpowiednie wartości graniczne prędkości narastania osiadania i poziomego odkształcenia, przyspieszenia narastania osiadania oraz zniekształcenia osiadania na skutek postojów ścianowych.

Analiza uzyskanych wzorów wskazuje, że dla założonego wydobycia dziennego, przy stałości innych danych mających wpływ na wartości wskaźników deformacji, korzystniejsza jest z punktu widzenia dynamiki eksploatacji górniczej eksploatacja pokładu grubszego dłuższym frontem niż pokładu cieńszego frontem krótszym. W celu ilustracji przeprowadzonych rozważań podano przykład zastosowania ograniczenia dynamiki eksploatacji przy prowadzeniu eksploatacji pod czynnym przekopem kopalni.

Podane ustalenia ilościowe dotyczą w głównej mierze górnictwa w rejonie Zagłębia Ruhry, gdyż zacierają one w sobie pośrednio m.in. podejście formalno-prawne do zagadnienia szkód górniczych oraz akceptację opinii publicznej w Niemczech.

Przekazano 10 stycznia 1996 r.

Literatura

Drzęźla B., 1995: *Przybliżona ocena niektórych parametrów kinematyki niecki osiadania przy zmianach prędkości i postojach ścian.* Przegląd Geologiczny nr 9.

Dżegmuk B., Sroka A., 1978: *Prędkość postępu frontu eksploatacji górniczej a proces deformacji górotworu i powierzchni.* Mat. Konf. nt. „Wpływ prędkości eksploatacji na ochronę obiektów na powierzchni" Komisja Ochrony Terenów Górniczych PAN, Katowice.

Hansel G., 1991: *Auswirkungen von Versatz auf innere und äußere Bergschäden.* Glückauf 127, nr 19/20.

Grün E., Sroka A., 1995: *Doświadczenia i problemy ochrony powierzchni przed szkodami górniczymi w koncernie węglowym Ruhrkohle Bergbau AG.* Mat. Konf. nt.: „Ochrona powierzchni i obiektów budowlanych przed szkodami górniczymi". GIG, Szczyrk 15—17.05.1995 (npbl.).

Knothe S., 1984: *Prognozowanie wpływów eksploatacji górniczej.* Katowice, Wyd. Śląsk.

Sroka A., Meisen M., 1992: *Stellungnahme zum geplanten Abbau im Flöz Mausegatt unter der Ortschaft Kapellen.* Interne opracowanie Ruhrkohle Niederrhein AG, Duisburg, 24.11.1992 (npbl.).

Sroka A., 1993: *Zum Problem der Abbau geschwindigut aus bergschadenkundlicher Sicht*. Mat. Szkoły Eksploatacji Podziemnej '95 — Suplement. CPPGSMiE PAN Kraków.

Sroka A., 1995: *Przerwy w eksploatacji wyrobisk ścianowych — ich znaczenie z punktu widzenia szkód górniczych*. Konf. III Dni Miernictwa Górniczego i Ochrony Terenów Górniczych. GIG, Ustroń, 24—26 wrzesień 1995.

Sroka A.: *Stellungnahme zur geplanten Unterbauung der 3.Sohle VS (0536) durch die BH 305 im Flöz Q2*. Interne Opracowanie Ruhrkohle Bergbau AG, Herne, 05.05.1995.

Sroka A., 1995: *Dynamika eksploatacji górniczej z punktu widzenia szkód górniczych*. (Nie publikowany rękopis rozprawy habilitacyjnej).

The influence of thin beds exploitation on the surface in German mining

Abstract

The paper presents the distribution of beds' thickness which are extracted in the Ruhr Basin. It shows that the most of them are thin with the coal bed thickness below 1.5 m.

In German mining, so called exploitation dynamics is of the greatest importance from mining damages point of view. The exploitation elements which influence the size of this dynamics are: velocity of the face advance and the length of exploitation breaks i.e. walls' stoppage.

It is shown that the opinions which mention that thin beds lead to the smaller mining damages, are false in the aspect of exploitation dynamics. In equal geological — mining conditions and equal day's production, the extraction of thin bed leads to the larger dynamics of exploitation than thick bed exploitation, and thus to larger mining damages.

This phenomenon is confirmed not only by presented theoretical solutions but most of all by the practical observations of damages and their costs.

In connection with the conception of exploitation by the longwalls 400—500 m long, which is planned by Ruhrkohle Bergbau AG, their influence on the exploitation dynamics is presented. On the basis of Prof. Knothe theory, the formulas which allow the determination of exploitation velocity limit and permissible time of walls' stoppage, are presented.

Seria „Wykłady" nr 13 Szkoły
Eksploatacji Podziemnej '96, s. 55—66

Włodzimierz SIKORA
Politechnika Śląska, Gliwice

Bariery koncentracji wydobycia w pokładach cienkich

Słowa kluczowe

Eksploatacja-mechanizacja-koncentracja-wydobycie węgla

Streszczenie

Eksploatacja cienkich pokładów stwarza ogromne trudności techniczne i technologiczne. Dotychczasowe wyniki Polski są niewystarczające z punktu widzenia koncentracji produkcji. Jedynie w Kopalni Dębieńsko uzyskano w jednej ścianie wyniki porównywalne z wynikami górnictwa niemieckiego, jednakże daleko niższe niż w górnictwie amerykańskim. W pracy przeprowadzono analizę czynników wpływających na wyniki produkcyjne oraz analizę barier ograniczających wydobycie. W polskim górnictwie trudno będzie uzyskać znaczące wyniki produkcyjne w cienkich pokładach.

1. Wstęp

Problem eksploatacji pokładów cienkich jest przedmiotem zainteresowania producentów węgla, a także maszyn. Zainteresowanie to ma już wymiar historyczny. A wynika on z analizy rozwoju systemów wybierania złóż. Jeszcze na początku tego stulecia wszechobecnymi w kraju i zagranicą były technologie oparte o system filarowy, które realizowane były głównie w pokładach grubych oraz średniej grubości. I to właśnie do eksploatacji pokładów cienkich zaczęto wprowadzać technologie długofrontowe. Pierwsze systemy ścianowe powstały w Anglii. System ścianowy przeniesiony został do nas z Anglii poprzez Zagłębie Ostrawsko-Karwińskie. Po roku 1918 zaczęto wprowadzać ten system w naszych kopalniach. Pierwsze zastosowania systemu ścianowego zanotowano w kopalniach Brzeszcze, Silesia, Dębieńsko, a następne w kopalniach Niecki Rybnickiej. Warto zaznaczyć, że system ścianowy przewidziany był w owym czasie wyłącznie do pokładów cienkich (1,0—1,4 m), a długości ścian dochodziły do 400 m. W okresie powojennym system ścianowy stał się systemem powszechnym i stosowany jest w pokładach o różnej grubości, od pokładów cienkich do pokładów grubych.

W roku 1950 średnia wysokość frontu ścianowego wynosiła u nas 1,45 m, w roku 1976 wynosiła już 2,15 m, a obecnie wynosi 2,30 m. A zatem można stwierdzić, że w roku 1950 systemami ścianowymi eksploatowaliśmy prawie wyłącznie pokłady cienkie. Również w przemysłach górniczych węgla kamiennego Anglii i Niemiec systemy ścianowe stosowane były na szeroką skalę w pokładach cienkich. Jeszcze w 1970 roku średnia wysokość ścian

w przemyśle angielskim wynosiła 135 cm. W roku 1989 wzrosła do 180 cm. Również w Niemczech można było zaobserwować podobną tendencję. O ile w roku 1960 średnia wysokość eksploatowanych tam ścian wynosiła 140 cm, to w roku 1991 wynosiła ona już 181 cm. Fakty te świadczą o zaniechaniu wybierania pokładów bardzo cienkich i o preferowaniu pokładów grubych. Jak zmienił się udział wydobycia z pokładów cienkich w naszym przemyśle ilustruje tabela 1.

Tabela 1. Udział wydobycia wg grubości pokładów
Table 1. Output share according to seam thickness

Grubość pokładów [m]	Jednostka	do 1,5	1,51—3,5	3,51—7,0	powyżej 7,0
1968	%	25,5	—	—	—
1971	%	18,5	50	17,0	14,5
1979	%	14,0	60,5	17,5	12
1989	%	18,0	62,3	12,5	7,2
1994	%	16,6	64,4	12,2	6,7

Z tabeli widać, że w stosunku do roku 1968 udział wydobycia z pokładów cienkich spada. Gdyby porównać ten spadek w okresie 1989—1994 w wielkościach wydobycia, to wynosi on ponad 30%, co wiąże się z eliminacją ścian cienkich, zwłaszcza nie zmechanizowanych kompleksowo. Według Agencji Węgla Kamiennego do roku 2000 udział ten spadnie do około 12,6%, tj. do około 16 mln ton w porównaniu z 22 mln w roku 1994.

Dane te świadczą dobitnie, że prowadzona polityka kopalń w zakresie koncentracji wydobycia natrafia w pokładach cienkich na poważne trudności. Trudności te będą przedmiotem dalszych rozważań.

2. Aktualny stan koncentracji produkcji w pokładach cienkich

W miesiącu marcu 1995 roku prowadzonych było 40 przodków ścianowych w pokładach o grubości do 1,5 m, co stanowiło około 11% ogólnej liczby ścian z obudową zmechanizowaną. Z liczby 40 ścian 33 ściany mieściły się w przedziale 1,3 do 1,5 m. Przeszło 50% ścian osiągnęło wydobycie poniżej 1000 t/d z jednego przodka. Również w analizowanym okresie nie było ścian o wydobyciu powyżej 2000 t/d. Wprawdzie, ażeby uzyskać średnią wartość wydobycia w okolicach 2000 t/d muszą być dni, w których wydobycie przekracza ten poziom. Praktyka potwierdza, że z przodków ścianowych w pokładach cienkich można uzyskać w skali miesiąca wydobycie ponad 2000 t/d. Przytoczę tutaj dane z pracy Karbownika i Woźnicy (1995), które zamieściłem w tabeli 2. W tabeli tej zamieszczono produkcyjne wyniki ścian w pokładach cienkich.

Ponadto w miesiącu styczniu 1995 roku w kopalni Dębieńsko w ścianie nr 140 uzyskano wydobycie brutto przekraczające 4000 t/d. Jest to wynik znaczący, gdy wziąć pod uwagę grubość pokładu 1,2—1,4 m. Również w KWK 1-Maja uzyskano wydobycie szczytowe przekraczające sporadycznie 3000 t/d przy zastosowaniu kompleksu CLM. Są to przykłady osiągnięcia stosunkowo wysokich koncentracji wydobycia przy zastosowaniu kompleksu

Tabela 2. Parametry i wyniki produkcyjne ścian niskich o wysokości do 1,5 m i średnim dobowym wydobyciu urobku węglowego powyżej 2000 t/d w 1994 roku
Table 2. Parameters and production results of thin seam longwalls up to 1.5 m of height and average winning day output over 2000 t/d in 1994

Lp.	Kopalnia	Maszyna urabiająca	Długość [m]	Wysokość [m]	Wydobycie [t/d]
1.	Dębieńsko	KGS-245	189	1,27—1,39	2 574
2.	Dębieńsko	KGS-245	197	1,38—1,56	2 466
3.	1 Maja	SWS-4M	172	1,39	2 305
4.	Szczygłowice	KGS-200	189	1,4	2 298
5.	Dębieńsko	KGS-245	190	1,28—1,53	2 167
6.	Makoszowy	KGS-245	158	1,42—1,51	2 137
7.	Brzeszcze	KGS-275/B	243	1,36—1,55	2 097
8.	Zofiówka	KGS-245	199	1,41—1,61	2 083
9.	Brzeszcze	KGS-275B	224	1,37—1,49	2 047

składającego się z polskich maszyn jak w kopalni Dębieńsko, czy kompleksu niemieckiego jak w kopalni 1 Maja. Świadczy to dobitnie o intensywnej pracy producentów maszyn oraz kierownictw technicznych kopalń nad stworzeniem możliwości wydatnego wzrostu koncentracji w pokładach cienkich.

Uzyskanie bardzo wysokiej koncentracji produkcji w Australii czy USA możliwe było poprzez ograniczenie eksploatacji pokładów cienkich. I tak w Australii nie ma aktualnie przodków ścianowych w pokładach o grubości poniżej 2 m, a w USA na 80 przodków ścianowych, 18 prowadzonych jest w pokładach o grubości na granicy 1,5 m. Warto więc przytoczyć pewne dane dotyczące przodków ścianowych w USA. Otóż w przodkach o wysokości 140—152 cm planuje się wydobycie rzędu 3000—6000 t/zmianę. Ściany te mają wybiegi w przedziale 2500 do 3000 m. Głębokości zbiorów 75 do 90 cm. Te przedstawione wyżej fakty świadczą, że istnieją realne możliwości uzyskiwania z pokładów o grubości powyżej 1,4 m wysokich koncentracji wydobycia, jednakże przy spełnieniu określonych parametrów technicznych rozciętego pola oraz zastosowanego sprzętu.

W górnictwie Niemiec prowadzi się nadal eksploatację cienkich pokładów przy zastosowaniu strugów węglowych. W 1991 roku przy średniej grubości wybieranych strugami pokładów 114 cm, uzyskano wydobycie dobowe netto 1656 t.

3. Przodki o wysokiej koncentracji produkcji w pokładzie cienkim

Wysokość koncentracji produkcji zależy od wielu czynników, zależy jednak w znacznym stopniu od grubości eksploatowanego pokładu. Ażeby można było ustalić poziom wyjściowy dla dalszych analiz trzeba przyjąć pewne konkretne wielkości. Wielkości te należy ustalić w oparciu o doświadczenia w Polsce i w innych krajach górniczych, eksploatujących pokłady cienkie. W poprzednim rozdziale przedstawiłem wyniki produkcyjne w Polsce oraz w innych krajach, jak również prognozowane wyniki w USA. W naszym przemyśle

węglowym w marcu 1995 roku średnie wydobycie ze ścian poniżej 1,5 m wynosiło 1091 t/d. W roku 1994 pracowało 9 ścian, w których przez okres kilku miesięcy uzyskano wydobycie ponad 2000 t/d. W styczniu 1995 roku była w ruchu ściana, która uzyskiwała w sposób ciągły wydobycie ponad 4000 t/d (brutto). W przemyśle węglowym Niemiec uzyskuje się wysoki poziom średniego wydobycia ze ścian, z pokładów cienkich (~1700 t/d w 1991 roku) przy osiągnięciach w ścianach najlepszych w przedziale 3000 do 4000 t/d. Również w przemyśle USA w ścianach w pokładach cienkich uzyskuje się poziom wydobycia dochodzący do 3000 t/zmianę. Te doświadczenia przemysłowe w Polsce i w wielu krajach pozwalają na postawienie tezy, że istnieją możliwości uzyskania wysokiej koncentracji produkcji w pokładach cienkich. Jednakże dotychczas brak jest analiz ekonomicznych, umożliwiających powiązania efektu ekonomicznego z koncentracją. Doświadczenia krajów europejskich takich jak Niemcy czy Anglia wskazują, że osiągane średnie wielkości wydobycia ze ścian w pokładach cienkich nie wystarczają do osiągnięcia kosztów produkcji na poziomie gwarantującym efektywność ekonomiczną. To samo dotyczy naszych kopalń. Dopiero wielkości wydobycia osiągane w ścianach w USA zabezpieczają pełną efektywność. Jednakże poziom ten jest dla nas na razie nieosiągalny. Aktualnie można ustalić poziom koncentracji dla ścian w pokładach cienkich na wysokości 2000 t/d. Znaczyć to będzie, że przodki ścianowe osiągające to wydobycie uznać należy za przodki o skoncentrowanej produkcji. Natomiast przodki ścianowe w tych pokładach przekraczające 4000 t/d uznać można za przodki o bardzo wysokiej koncentracji produkcji.

Przodek ścianowy o wysokiej koncentracji produkcji

średniodobowo w skali miesiąca ≥ 2000 t/d

Przodek ściany o bardzo wysokiej koncentracji produkcji

średniodobowo w skali miesiąca ≥ 4000 t/d

Wartości zaprogramowane wyżej leżą w możliwościach naszego przemysłu i do nich należy dążyć.

4. Czynniki wpływające na ograniczenie koncentracji wydajności

Problem koncentracji w pokładach cienkich jest bardzo złożony, bardziej złożony aniżeli w innych przedziałach grubości eksploatowanych pokładów. Należy go rozpatrywać nie tylko w obszarze technicznym, ale także ergonomicznym i ekonomicznym.

Do problemów technicznych zaliczyć należy:

— rozcięcie złóża, wybiegi ścian,

— grubość pokładu a wysokość przodka,

— roboty przygotowawcze,
— montaż, demontaż, relokacja sprzętu,
— wykorzystanie dyspozycyjnego czasu pracy.

Do problemów ergonomicznych zaliczyć można:
— wentylację,
— warunki bezpieczeństwa pracy,
— możliwości poruszania się ludzi.

Do problemów ekonomicznych zaliczyć można:
— wydajność pracy,
— opłacalność wydobycia,
— kryteria zaniechania wybierania pokładu.

Już samo zestawienie problemów wskazuje na złożoność zagadnienia, a celem wszechstronnych działań powinno być stworzenie warunków pracy w pokładach cienkich podobnych do warunków w pokładach średnich i grubych.

5. Problemy techniczne

5.1. Rozcięcie złoża, wybiegi ścian

Problem koncentracji wydobycia w cienkich pokładach jest znacznie trudniejszy niż w pokładach średnich i grubych. Porównując intensyfikację wydobycia, mierzonego powierzchnią odsłoniętego spągu, widać wyraźnie stopień trudności. Rozcięcie złoża musi brać pod uwagę ten czynnik. Dla wyjaśnienia omawianego zagadnienia porównajmy eksploatację pokładu grubości 1,5 m i 3,0 m. Dla uzyskania tego samego wydobycia w pokładzie 1,5 m niezbędne jest odkrycie spągu dwukrotnie większe niż w pokładzie grubości 3,0 m. Przyjmując ten sam postęp w obu przypadkach ściana w pokładzie cienkim musi być dwa razy dłuższa niż w pokładzie grubym lub przy tej samej długości ściany postęp w pokładzie cienkim będzie dwa razy większy niż w grubym. Przyjmując zdefiniowaną wielkość wydobycia w pokładzie cienkim, tj. 2000 t/d, oraz zakładając długość ściany 200 m postęp musi przekroczyć 5 m/d, a dla uzyskania 4000 t/d postęp przekroczy 10 m/d. Wpływ długości ściany na jej postęp dobowy przedstawia tabela 3.

Tabela 3. Postęp ściany w funkcji długości
Table 3. A longwall face advance in function of a length

Długość ściany [m]	200	250	300	340
Wielkość ze ściany [t/d]	m/d	m/d	m/d	m/d
2 000	5	4	34	3
4 000	10	8	68	6

Z tabeli wynika, że z punktu widzenia postępu dobowego frontu ścianowego korzystniejsze są dłuższe ściany. Znajduje to potwierdzenie w praktyce. Średnia długość ściany w grupie ścian, które osiągnęły wydobycie ponad 2000 t/d wynosiła 196 m, podczas gdy średnia długość ścian w pokładach cienkich wynosi 183 m. Jest widoczną tendencją

wydłużanie przodków ścianowych w pokładach cienkich. Wsród 40 ścian pracujących w pokładach cienkich 9 posiada długość powyżej 200 m. Dotychczas przeszkodą w wydłużaniu ścian były przenośniki zgrzebłowe. Ostatnio nastąpiła wyraźna poprawa jakości stosowanych przenośników, co znajduje odzwierciedlenie w długościach ścian. Należy w tym miejscu zastanowić się, co z punktu widzenia technicznego jest łatwiejsze do uzyskania, większa długość ściany czy większy postęp dobowy. I tutaj przechodzimy do drugiego ważnego czynnika mającego wpływ na wyniki ścian, tj. do wybiegów. Ten problem jest szczególnie złożony, gdyż trzeba go rozpatrywać z częstością przenoszenia kompleksu ścianowego z jednego przodka do drugiego, z likwidowanego do uruchamianego. Problem ten zostanie omówiony później, jednak już w tym miejscu można powiedzieć, że im mniej przemieszczeń tym lepiej. Dlatego przy projektowaniu rozcięcia złoża należy dążyć do maksymalnego wydłużania ścian. Warto tutaj nadmienić, że wszystkie ściany w cienkich pokładach w USA mają długość od 200—300 m, średnio około 270 m.

Jak z tabeli 3 wynika, operować musimy w naszych rozważaniach postępami w przedziale 5 m do 10 m na dobę. Przyjmując 22 dni robocze w miesiącu postępy będą kształtować się w przedziale 110 m/mies. do 220 m/mies., czyli przy wybiegu np. 100 m, eksploatacja trwać będzie od 5 do 10 miesięcy. A zatem przy postępie 10 m/d całkowity bieg ściany trwał będzie około 5 miesięcy przy ścianie o długości 200 m i ponad 7 miesięcy przy długości 300 m. Efektywność eksploatacji cienkiego pokładu zależeć będzie od sprawności relokacji sprzętu. Z dotychczasowej praktyki wynika, że chcąc uzyskać koncentrację produkcji na zdefiniowanym poziomie należy prowadzić ściany o długość co najmniej 1500 m, co ograniczy do akceptowanego maksimum wskaźnik relokacji. (Wskaźnik relokacji to liczba przemieszczeń na umownym wybiegu 1000 m). Zachodzi jednak pytanie, czy są to długości możliwe do uzyskania. Gdy praktyka potwierdzi możliwości szerszego uzyskiwania zdefiniowanych wysokości wydobycia, to mając na uwadze fakt, że większość zasobów w pokładach cienkich zalega na głębokościach poniżej 500 m, w tym głównie 800—1000 m, kopalnie bazując swoje wydobycie na tej grupie pokładów będą udostępniać nowe partie złoża. I to właśnie stwarza korzystne przesłanki jej wg rozcięcia ich na potrzeb, dyktowanych przez przodki ścianowe o wysokiej koncentracji wydobycia. Istnieją więc realne szanse na zwiększenie efektywności eksploatacji cienkich pokładów poprzez koncentrację wydobycia, szczególnie w nowo rozcinanych partiach złoża.

5.2. Grubość pokładu a wysokość przodka

Praktyka wielu krajów górniczych wykazuje, że zwłaszcza w pokładach cienkich, grubość pokładu nie zawsze odpowiada wysokości przodka. Wynika to nie tylko z technologii zastosowanej w ścianie, ale wynika także z warunków ergoekonomicznych. W tym rozdziale omówię tylko konsekwencje wynikające z zastosowanej technologii. Do urabiania pokładów cienkich stosuje się zarówno kombajny, jak i strugi z tym, że w naszym górnictwie przeważają kombajny. Narzuca to już od początku wysokość ściany na granicy powyżej 1,3 m, niezależnie od mniejszej grubości eksploatowanego pokładu. Jest to praktyka dość powszechnie stosowana w systemach ścianowych w pokładach cienkich. Wynika to przede wszystkim z gabarytów stosowanych maszyn w ścianie, a to głównie kombajnu i przenośnika. Chcąc uzyskać większe wydobycie należy zastosować kombajn o zwiększonej zainstalowanej

mocy, a to pociąga za sobą często zwiększenie wysokości kombajnu. Również przenośniki o zwiększonej wydajności są wyższe.

Wszystko to powoduje zwiększenie wydajności wysokości ściany. Takie przykłady znane są np. z górnictwa niemieckiego, amerykańskiego, a także naszego. Powoduje to niestety dodatkowe zanieczyszczenie urobku. Np. w Niemczech zanieczyszczenie urobku dochodzi do 70%, w czym duży udział mają przybierki stropu czy spągu. W pokładach cienkich USA, głównie w pokładach, w których planuje się bardzo wysoką koncentrację produkcji, z góry zakłada się większą wysokośc ściany od grubości pokładu, ażeby można zastosować sprzęt dużej mocy. Również w naszych kopalniach stosuje się ten zabieg technologiczny. Na przykład w kopalni Dębieńsko w ścianie nr 140 oraz ścianie 326/5 wysokość ściany przekraczała grubość pokładu. Stosowanie jednak tego zabiegu technologicznego pogarsza jakośc produkowanego węgla i przy braku płuczki obniża cenę jego zbytu. Jest to jednak cena, którą musimy płacić za uzyskanie wysokiej koncentracji produkcji.

5.3. Roboty przygotowawcze

W eksploatacji pokładów cienkich dużym obciążeniem są roboty przygotowawcze. Gdyby mierzyć potrzeby w zakresie wyrobisk korytarzowych, w funkcji grubości pokładów, natężeniem robót przygotowawczych to przy aktualnej średniej w przemyśle wynoszącej około 6 m na 1000 t wydobycia wskaźnik ten w pokładach cienkich wynosi 12 m i więcej. A zatem w pokładach cienkich ilość drążonych wyrobisk jest co najminie dwa razy większa niż w pokładach średniej grubości i grubych. Do tego dochodzi jeszcze rodzaj urabianych w przekroju wyrobiska skał. W wyrobiskach drążonych dla eksploatacji pokładów cienkich, większą cześć tego przekroju, dochodzącą nawet do 75%, stanowią skały otaczające.

W wyrobiskach dla pokładów grubych stosunek ten jest odwrotny. Przy tak znaczącym udziale skał w urabianym przekroju, przy użyciu tych samych kombajnów chodnikowych, postępy dobowe są niższe niż w pokładach grubych. Ażeby zatem nadążać na bieżąco z robotami przygotowawczymi należy stosować kombajny chodnikowe dużej mocy, przystosowane do urabiania skał o dużej zwięzłości. Kombajnów takich nasz przemysł maszyn górniczych jeszcze nie produkuje i zachodzi konieczność kosztownego importu. Praktyka górnicza potwierdza celowość stosowania kombajnów dużej mocy. Zaletą szybkiego postępu drążenia wyrobisk korytarzowych łącznie z szybkim postępem frontu ścianowego jest stosunkowo krótki czasokres utrzymania tych wyrobisk, co obniża koszty eksploatacyjne. Tym niemniej roboty przygotowawcze w pokładach cienkich obciążają znacznie koszty wydobycia węgla.

5.4. Montaż, demontaż, relokacje sprzętu

W kopalniach o skoncentrowanej strukturze wydobycia problem uruchamiania i likwidacji ścian staje się poważnym problemem technicznym i organizacyjnym. Warto w tym miejscu zauważyć, że w ścianie np. 300 m zainstalowane są maszyny i urządzenia o ogólnej masie dochodzącej do 5000 ton. I tę masę stali trzeba przetransportować, zamontować w przodku, zdemontować po ukończeniu wybiegu i przetransportować w nowe miejsce. Operacja ta jest bardzo pracochłonna. Z danych przedstawionych przez Bergmanna (1984) wynika, że

operacja montażu ściany wymaga około 6000 roboczodniówek, a operacja likwidacji około 4000 roboczodniówek dla długości przodka około 230 m. Są to więc pracochłonności bardzo wysokie. W naszym przemyśle brak jest uśrednionych wyników w odniesieniu do grubości pokładu. Wg informacji z niektórych kopalń pełna relokacja kompleksu w pokładzie cienkim, tj. demontaż, transport i montaż w nowym miejscu, wymaga również pracochłonności w przeliczeniu na długość ścian 230 m, 6 do 10 tys. roboczodniówek. Jest więc znaczący udział w kosztach prowadzenia ścian. Z liczby tej wypływa wyzwanie o minimalizację przemieszczeń poprzez wydłużenie przodków ścianowych oraz wydłużenie w miarę możności wybiegu ścian. Jednak na tle podanych wielkości należy stwierdzić, że brak jest dotychczas jednoznacznych analiz techniczno-ekonomicznych pozwalających na optymalizację długości ściany w aspekcie jej zbrojenia i likwidacji. Zachodzi bowiem pytanie, czy wydłużenie ścian w pokładzie cienkim nie zwiększa kosztów montażu i demontażu w stopniu przekraczającym korzyści z tego wynikające. Należy także z całym naciskiem podkreślić wagę czynnika czasu w przeprowadzeniu tej operacji. Gdy potrzebne są znaczne przyspieszenia, powstają również wyższe koszty. Obserwując przez ostatnie lata rozwój urządzeń ułatwiających oraz przyspieszających operacje relokacji można stwiewrdzić, że powstało cały szereg maszyn, które przyczynią się do zmniejszenia pracochłonności i kosztów. Ostatnio szeroko rozpowszechniane w świecie górniczym są wozy samojezdne do transportu i przemieszczania urządzeń ścianowych. Kilka takich wozów pracuje już w naszych kopalniach. Przemysł maszyn górniczych musi podjąć ich produkcję w najbliższym czasie. Zniknie wtedy kolejne ograniczenie utrudniające wysoką koncentrację produkcji w cienkich pokładach i nie tylko w cienkich.

5.5. Wykorzystanie dyspozycyjnego czasu pracy

Wykorzystanie dyspozycyjnego czasu pracy w przodku zależy od czynników, które można określić pewnością działania układu technologicznego oraz od czynników organizacyjnych. Obie grupy czynników mają znaczący udział w uzyskiwanym wydobyciu przodka ścianowego. Pewność działania układów technologicznych ma szczególne znaczenie w pokładach cienkich ze względu na trudności komunikacyjno-transportowe. Ażeby układ cechował się określoną pewnością, to poszczególne elementy muszą być odpowiednio niezawodne, a także parametry zastosowanych elementów układu muszą zapewniać pewność funkcjonowania technologii. Mam tu głównie na myśli prawidłową współpracę obudowy ze stropem, jak również odpowiednią wydajność urządzenia urabiającego, dostosowanego do urabialności węgla w pokładzie.

Wydajność układu technologicznego zależy od wydajności zastosowanych maszyn oraz wykorzystania dyspozycyjnego czasu pracy przodka. W pokładach cienkich czynniki te mają szczególne znaczenie. O ile wydajność poszczególnych maszyn może być dostosowana do potrzeb, o tyle awaryjność zależna jest od jakości maszyny i prawidłowej jej eksploatacji. W normalnej eksploatacji ścian dobrze zdają egzamin unowocześnione kombajny i przenośniki polskiej produkcji, jednakże dla warunków trudnych czy bardzo trudnych stosowane bywają kombajny zagraniczne. Na podstawie obserwacji kilku kombajnów zagranicznych oraz krajowych o podobnych parametrach technicznych mogę stwierdzić, że awaryjność naszych urządzeń stosunkowo niewiele odbiega od urządzeń zagranicznych. Jednakże w ścianach

cienkich nawet ta niewielka różnica może mieć poważne konsekwencje powodujące straty wydobycia.

Drugim ważnym elementem zapewnienia prawidłowej pracy przodka jest obudowa. Jeżeli nie jest prawidłowo dobrana można się spodziewać większej ilości przerw, wynikających z utrudnienia przesuwania obudowy. Jednakże nasza wiedza o współpracy obudowy z górotworem jest na takim poziomie, że umożliwia prawidłowy dobór obudowy. Kolejnym czynnikiem jest organizacyjne wykorzystanie czasu pracy, wynikające z obowiązującego prawa pracy oraz niekonwencjonalnych rozwiązań organizacyjnych. Wykorzystanie czasu pracy przodku jest ważnym elementem działania na rzecz koncentracji produkcji. Tego typu pomiary czy badania prowadzone są na poziomie kopalń i aktualnie brak jest analiz zbiorczych, które mogą być porównywalne z danymi zagranicznymi. W Wielkiej Brytanii czas pracy przodka wyniósł 5,5 h/d, w Australii 10,25 h/d a w USA 13,5 h/d, co wynika z dyspozycyjnego czasu pracy w tych krajach, który wyniósł odpowiednio: 15 h, 20 h i 23 h. Dawało to wykorzystanie dyspozycyjnego czasu pracy na poziomie 36% w Wielkiej Brytanii, 51% w Australii oraz 59% w USA.

Dane te zestawiono w tabeli 4.

Tabela 4. Wykorzystanie czasu pracy
Table 4. Utilization of machine time

Lp.		Jednostka	Wielka Brytania	Australia	USA
1.	Dyspozycyjny czas pracy	h/d	15	20	23
2.	Wykorzystany czas pracy	h/d	5,5	10,25	13,5
3.	Stopień wykorzystania czasu pracy	%	36	51	59

Trudno jest ocenić jak wyglądają te cyfry u nas. Sądzę, że dla całego przemysłu można przyjąć dane z górnictwa Wielkiej Brytanii, jednakże dla poszczególnych przodków o wysokiej koncentracji produkcji wielkości mogą być zbliżone do australijskich lub amerykańskich.

Z przeprowadzonej w tym rozdziale analizy wynika, że wielkość wydobycia zależy w znacznej mierze od wykorzystania czasu pracy przodka tak w aspekcie pewności pracy układu technologicznego, jak i właściwej organizacji pracy.

6. Problemy ergonomiczne

6.1. Przewietrzanie

Problem ilości potrzebnego powietrza wynika z obowiązujących przepisów. Zależy on od wielkości wydobycia, wydzielania metanu, temperatury. Wiadomo również, że istnieją ograniczenia w dopuszczalnych prędkościach powietrza przepływającego przez ścianę. Obowiązujące przepisy dopuszczają maksymalną prędkość powietrza 5 m/s, jednak ze względu na zapylenie w ścianach zalecana prędkość wynosi 3 m/s. Już z tych przepisów widać, jak trudnym problemem jest przewietrzanie przodków ścianowych w niskich ścianach. I tutaj istotnym zagadnieniem jak wielkość przekroju poprzecznego wyrobiska ścianowego, który

w znacznym stopniu jest ograniczony przez obudowę zmechanizowaną, kombajn, przenośnik. I w tym właśnie zbyt małym wolnym przekroju wyrobiska tkwi główne ograniczenie wydobycia w naszych pokładach cienkich, które zalegają na dużych głębokościach i w związku z tym podlegają wszystkim konsekwencjom z tego faktu płynącym, a więc wzmożona metanowość, a więc podwyższona temperatura. Dla uzyskania warunków pracy odpowiadających przepisom należy przodki ścianowe urabiać w możliwie długim czasie z dostosowaną do tego intensywnością.

6.2. Warunki bezpieczeństwa pracy

Zasady utrzymania bezpieczeństwa ruchu są takie same w pokładach cienkich jak w pozostałych. Obowiązują te same przepisy we wszystkich rodzajach wyrobisk górniczych. Jenakże istnieją poważne zagrożenia w pokładach cienkich i stromych. Staczanie się węgla, skał czy innych przedmiotów stwarza dodatkowe zagrożenie dla pracujących tam ludzi i wymagają skomplikowanych zabezpieczeń, które utrudniają normalną pracę, a co za tym idzie ograniczają wydobycie. Z praktyki wiadomo, że w pokładach cienkich i stromych bardzo trudno uzyskać wielkości wydobycia, które odpowiadają potrzebom. Dlatego też w pokładach cienkich i stromych ze względu na bezpieczeństwo pracy nie należy projektować przodków o wysokiej koncentracji.

6.3. Możliwość poruszania się ludzi

Wydajną pracę w pokładach cienkich, ograniczają utrudnienia w poruszaniu się ludzi w przodku ścianowym. Przepisy górnicze dokładnie prezyzują, jakie powinny być wymiary ścieżki, która stanowi przejście dla człowieka. Szerokość ta powinna wynosić minimum 600 mm, a wysokość 400 mm. Ale nawet te wymiary nie pozwalają na swobodne poruszanie się. Dlatego na podstawie dotychczasowych doświadczeń przyjmuje się wysokość ściany nie niższą niż 1,3 m, gdyż przy tej wysokości z punktu widzenia ergonomicznego możliwe jest w miarę swobodne poruszanie się ludzi. Mimo daleko idącej mechanizacji i częściowej automatyzacji górnik musi przesuwać obudowę zmechanizowaną w ślad za posuwającym się kombajnem, jak również kombajnista musi nadążać za kombajnem. Mimo stosowania radiowego sterowania operator posuwając się wraz z kombajnem, poprzez utrudnienia w poruszaniu się obniża prędkość kombajnu, a tym samym zmniejsza wielkość wydobycia. Rozwiązaniem tego trudnego problemu będzie pełna automatyzacja kompleksu ścianowego, która pozwoli maksymalnie ograniczyć obecność ludzi w przodku. Zdobyte dotychczas doświadczenia oraz istniejące rozwiązanie, np. kompleks CLM, pozwalają przypuszczać, że problem wyeliminowania ludzi z przodków w cienkich pokładach podczas zmian produkcyjnych został już częściowo rozwiązany.

7. Problemy ekonomiczne

Koncentracja produkcji, w tym także w pokładach cienkich, jest głównym czynnikiem obniżenia kosztów wydobycia. Obowiązują tutaj te same twarde reguły ekonomiczne co w pozostałych pokładach. W pierwszym rzędzie koncentracja ogranicza liczbę czynnych

przodków, co pociąga za sobą uproszczenie struktury przestrzennej kopalni, uproszczenie systemu wentylacji, transportu materiałów, transportu urobku, transportu ludzi. Efekty w kopalniach eksploatujących średnie i grube pokłady są jednak bardziej widoczne niż w kopalniach eksploatujących pokłady cienkie. Tym niemniej i w kopalniach z przewagą pokładów cienkich są możliwe poważne procesy restrukturyzacyjne. Dobrym przykładem może być kopalnia Dębieńsko (Owoc 1995), gdzie w ciągu 5 lat (1990—1994) zmniejszono liczbę ścian z 9 do 4—5 przy tej samej wielkości wydobycia kopalni. Pociągnęło to za sobą zwiększenie wydajności z około 300 t/robdz. do około 400 t/robdz. obecnie. Efekty są zatem zaskakujące. Wynika stąd, że przy odpowiednich rozwiązaniach technicznych i organizacyjnych możliwe jest uzyskiwanie wysokiej koncentracji wydobycia. Jakkolwiek w porównaniu z kopalniami eksploatującymi pokłady grube wydajnośc ta jest jeszcze o co najmniej 50% niższa, to jednak przykład ten udowadnia, że w określonych warunkach przy prawidłowym działaniu możliwe są wysokie wyniki produkcyjne w pokładach cienkich. Trudno odnieść się jednoznacznie do efektów ekonomicznych mierzonych w złotówkach. O efektywności eksploatacji decyduje nie tylko koszt produkcji, ale także cena zbytu. A w tym zakresie, przy zaistnieniu czynników, które omówiłem poprzednio, wskutek zwiększenia zanieczyszczenia urobku wartość węgla może się obniżyć. Wynika stąd, że o takim czy innym rozwiązaniu decydować będą możliwości wzbogacania urobionego węgla. Szczegółowa analiza ekonomiczno-techniczna zadecyduje również o celowości wybierania pokładów, których zanieczyszczenie obniży wartość węgla poniżej ceny rynkowej. Pole manewru w kopalniach o przewadze eksploatacji w pokładach cienkich jest niewielkie.

8. Podsumowanie

Eksploatacja cienkich pokładów węgla w kopalniach europejskich jest zazwyczaj mniej wydajna i bardziej kosztowna niż w pokładach grubych. Wynika to z szeregu utrudnień, które przeanalizowałem poprzednio. Koncentracja produkcji w pokładach cienkich jest możliwa po uwzględnieniu szeregu ograniczeń, wynikających z warunków naturalnych eksploatowanych pokładów, wynikających z zastosowanych rozwiązań technicznych i technologicznych. Jednakże efekty końcowe tych działań pozostają w tyle za efektami uzyskiwanymi w pokładach średnich i grubych. Ukierunkowuje to wydobycie tylko na te pokłady, których jakość pozwoli na uzyskanie wysokiej ceny zbytu. Z analizy wynikają wnioski, które stanowią ograniczenia technologiczne lub też wskazują kierunki dla pokonania szeregu ograniczeń. Wnioski te są następujące:

— dyspozycyjny czas pracy powinien wynosić 20 h, a efektywny czas pracy powinien wynosić 50% dyspozycyjnego,

— należy unikać zwiększenia zanieczyszczenia urobku poprzez przybierkę spągu lub stropu, zwłaszcza gdy kopalnia nie dysponuje odpowiednimi wydajnościami zakładów wzbogacania,

— pokłady o złej jakości należy pozostawić w złożu,

— dobierać maszyny o minimalnej awaryjności,

— zapewnić odrębną wentylację dla ścian o wysokiej koncentracji,

— prowadzić relokację urządzeń ścianowych przy użyciu specjalnych wozów, podnośników, dźwigów.

Przeprowadzona analiza zawiera szereg kontrowersyjnych stwierdzeń. Może jednak stanowić podstawę do interesującej dyskusji w omawianym zakresie zagadnień koncentracji produkcji.

Przekazano 8 grudnia 1995 r.

Literatura

Bergmann M., 1984: *Znaczenie i możliwości intensyfikacji wydobycia węgla z pokładów cienkich w kopalniach węgla kamiennego RFN.* Materiały z 12 światowego Kongresu Górniczego, New Delhi, listopad.

Karbownik A., Woźnica E., 1995: *Eksploatacja pokładów cienkich w polskim górnictwie węgla kamiennego* Międzynarodowa Konferencja, Materiały, Czerwonka-Leszczyny.

Owoc J. in., 1995: *Mechanizacja ścian cienkich w pokładach, w aspekcie wzrostu koncentracji produkcji, w warunkach KWK Dębieńsko.* Międzynarodowa konferencja, Materiały, Czerwonka-Leszczyny.

Peschers H., 1992: *Prioritäten für die bergtechnische Entwicklung bei British Coal.* Glückauf, nr 8.

Barriers of output concentration in thin seams

Abstract

Thin seam exploitation creates technical and technological difficulties. So far in Poland output in thin seams longwall faces is insufficient from the point of view of output concentration. Only in one face in the „Dębieńsko" Coal Mine output is on the same level as in German mining, but much less than in USA. The analysis of factors which influence on output and limit it has been presented. It will be difficult to achieve significant output in thin seam longwall faces in Poland.

Seria „Wykłady" nr 13 Szkoły
Eksploatacji Podziemnej '96, s. 67—75

Marek JASZCZUK
Politechnika Śląska, Gliwice

Stan aktualny i perspektywy mechanizacji wybierania cienkich pokładów węgla kamiennego w Polsce

Słowa kluczowe

Ściana niska-system mechanizacyjny-kombajn ścianowy-strug węglowy-obudowa zmechanizowana-koncentracja produkcji

Streszczenie

W pracy przedstawiono systemy mechanizacyjne stosowane w ścianach niskich w świetle uzyskiwanych wyników produkcyjnych. Porównano stan mechanizacji w wyróżnionych zakresach wysokości ścian niskich w górnictwie polskim i niemieckim. W oparciu o doświadczenia KWK „Dębieńsko" przedyskutowano wymogi dotyczące poszczególnych maszyn w aspekcie uzyskania wysokiej koncentracji produkcji.

1. Wstęp

Eksploatacja cienkich pokładów węgla kamiennego, za które powszechnie przyjmuje się pokłady o grubości mniejszej od 1,5 m, stwarza szereg niedogodności. Uzyskanie bowiem określonego poziomu wydobycia pociąga za sobą (w odniesieniu do pokładów o większej miąższości):

— zwiększenie zakresu robót udostępniających i przygotowawczych (przy większym udziale chodników kamienno-węglowych),

— powiększenie obszaru eksploatacji i wydłużenie frontów eksploatacyjnych.

Poza tym występuje większe zanieczyszczenie urobku powodujące dodatkowe obciążenie transportu poziomego i pionowego, utrudnienie procesu przeróbki węgla oraz konieczność zagospodarowania kamienia odpadowego.

Bardzo istotny jest również czynnik ergonomiczny, gdyż utrudnione warunki pracy stanowią znaczące ograniczenie rzutujące w konsekwencji na wyniki produkcyjne.

W związku z powyższym udział wydobycia z pokładów cienkich w ogólnym wydobyciu węgla kamiennego w Polsce znacznie odbiega od udziału zasobów tej grupy pokładów, zarówno w kategorii zasobów przemysłowych, jak i operacyjnych (Karbownik, Woźnica 1995).

Wydobycie węgla kamiennego w Polsce w roku 1994 wyniosło 132,6 mln ton, w tym z pokładów cienkich uzyskano 22 mln ton, co stanowi 16,6% ogólnego wydobycia. Zasoby węgla w pokładach cienkich w poszczególnych kategoriach stanowią odpowiednio:

— bilansowe — 45,0%
— przemysłowe — 34,6%
— operatywne — 34,7%

ogólnych zasobów węgla kamiennego kopalń czynnych.

W poszczególnych spółkach węglowych udział wydobycia węla z pokładów cienkich w ogólnym wydobyciu węgla handlowego w 1994 roku był zróżnicowany i wynosił od 7,7% w kopalniach Katowickiego Holdingu Węglowego oraz 8,2% w kopalniach Nadwiślańskiej Spółki Węglowej do 28,4% w kopalniach Rybnickiej Spółki Węglowej i 34,1% w kopalniach Glickiej Spółki Węglowej.

2. Stan aktualny mechanizacji wybierania pokładów cienkich

W zakresie wybierania pokładów cienkich dominującym systemem eksploatacji jest system ścianowy z zawałem stropu, przy czym ściany kompleksowo zmechanizowane stanowią ok. 90% wszystkich przodków ścianowych o wysokości do 1,5 m.

Liczba czynnych ścian niskich kompleksowo zmechanizowanych w roku 1994 zawierała się w granicach 28—42, zmniejszając się w okresie wiosenno-letnim i zwiększając odpowiednio w okresie jesienno-zimowym (Karbownik, Woźnica 1995).

2.1. Wyniki produkcyjne uzyskiwane w ścianach niskich

Dla przykładu w kwietniu 1995 roku prowadzono w polskim górnictwie węgla kamiennego 41 ścian niskich kompleksowo zmechanizowanych o wysokości nie przekraczającej 1,6 m, co stanowiło 12,6% ścian czynnych z produkcją z obudową zmechanizowaną w tym miesiącu. Zdecydowana większość kopalń eksploatujących pokłady niskie (80%) prowadziła jeden lub dwa przodki ścianowe o wysokości mniejszej od 1,6 m, a tylko 4 kopalnie trzy lub więcej przodków (KWK „1 Maja" — 7 przodków, KWK „Gliwice" — 6, KWK „Dębieńsko" i KWK „Krupiński" — 3) (*Podstawowe...* 1995).

Analiza danych z tego okresu wykazała, że średnie wydobycie ze ściany niskiej wynosiło 1075,3 t/d, co stanowiło 72,3% średniego wydobycia ściany czynnej normalnej z produkcją (14 86,1 t/d). Przy czym największe wydobycie ściany niskiej osiągnęło wartość 2579 t/d (KWK „Rydułtowy"), a minimalne 78,3 t/d (KWK „Gliwice").

Ze zrozumiałych względów średni dzienny postęp ściany normalnej z produkcją w przypadku ścian niskich (3,34 m/d) był większy od średniego postępu wszystkich przodków (2,82 m/d) i zawierał się w przedziale 0,6—6,8 m/d. Podobnie średnia długość ściany niskiej, wynosząca w analizowanym okresie 186,7 m, była nieznacznie większa od średniej dla wszystkich przodków (179,7 m).

W celu porównania stanu mechanizacji wybierania pokładów cienkich w górnictwie polskim (dane z kwietnia 1995 r.) i w górnictwie niemieckim (dane z 1991 r.) *(AVS...* 1991) w tabeli 1 zestawiono liczbę systemów strugowych i kombajnowych wraz z uzyskiwanymi wynikami produkcyjnymi. Wydzielono trzy grupy wysokości ścian: 0,7—1,0 m, 1,01—1,3 m, 1,31—1,6 m.

W grupie ścian najniższych (0,7—1,0 m) w obu krajach stosowane były tylko systemy strugowe, przy czym w Polsce była to tylko jedna ściana. Zwraca uwagę fakt, że wydobycie

Tabela 1. Stan mechanizacji wybierania pokładów cienkich w Polsce i Niemczech
Table 1. The state of thin seam mining mechanization in Poland and Germany

Wysokość ściany [m]	Maszyna urabiająca			Podstęp dobowy [m/d]		Wydobyycie dobowe [t/d]	
		Polska	RFN	Polska	RFN	Polska	RFN
0,7—1,0	Komb.	—	—	—	—	—	—
	Strug	1	6	4,36	8,93	1 000	2 623
	Razem	1	6	4,36	8,93	1 000	2 623
1,0—1,3	Komb.	5	—	2,92	—	852,4	—
	Strug	6	21	4,70	4,23	1 426,7	1 423
	Razem	11	21	3,89	4,23	1 165,6	1 423
1,3—1,6	Komb.	27	2	3,13	2,32	1 058,8	1 123
	Strug	2	21	2,72	4,17	840,3	1 896
	Razem	29	23	3,10	4,01	1 043,7	1 829

dobowe tej ściany jest większe od wartości średniej wydobycia w grupie ścian kombajnowych o większej wysokości (1,01—1,3 m).

W następnej grupie ścian (1,01—1,3 m) w górnictwie niemieckim stosowane były także tylko strugi, a średnie wydobycie ze ściany wynosiło 1423 t/d. W górnictwie polskim natomiast liczba ścian strugowych — 6, była na tym samym poziomie co kombajnowych — 5, przy czym średnie wdobycie ściany strugowej (1426,7 t/d) było zdecydowanie większe od uzyskiwanego w ścianie kombajnowej (852,4 t/d) i kształtowało się na poziomie górnictwa niemieckiego.

W trzecim z wyróżnionych przedziałów wysokości ścian niskich (1,31—1,6 m) ściany kombajnowe w górnictwie polskim stanowiły 93% ścian kompleksowo zmechanizowanych, natomiast w górnictwie niemieckim tylko 9,5%. Średnie wydobycie dobowe ścian kombajnowych w Polsce (1058,8 t) i w Niemczech (1123 t) było na tym samym poziomie, natomiast ściany strugowe w górnictwie niemieckim dawały zdecydowanie większe wydobycie (1896 t/d), podczas gdy w Polsce wydobycie znacznie mniejsze (840,3 t/d).

Reasumując, można stwierdzić, że w górnictwie polskim w zakresie ścian niskich o wysokości do 1,6 m podstawową technologią jest technika kombajnowa (78% ścian), natomiast w górnictwie niemieckim zdecydowanie przeważa technika strugowa, stosowana w 96% ścian.

W tabeli 2 zamieszczono liczby ścian w przedziałach wydobycia zwiększających się o 500 t/d. Z zestawienia tego wynika, że połowa ścian niskich dawała w analizowanym okresie wydobycie mniejsze od 1000 t/d, a tylko 5% większe od 2000 t/d.

W przypadku ścian kombajnowych w 81,2% ścian uzyskano wydobycie mniejsze od 1500 t/d, przy czym w 12,5% ścian wydobycie mniejsze od 500 t/d. W przodkach strugowych sumaryczny udział ścian o wydobyciu mniejszym od 1500 t/d wynosił 77,8% i nie prowadzono przodków o wydobyciu mniejszym od 500 t/d.

Biorąc pod uwagę przedstawione powyżej dane można stwierdzić, że strugowe systemy mechanizacyjne uzyskują w ścianach niskich wydobycie dobowe co najmniej równe

Tabela 2. Zestawienie liczby ścian niskich w wybranych przedziałach wydobycia
Table 2. The specification of thin seam longwall faces according to daily output

Przedział wydobycia [t/d]	Liczba ścian					
	kombajnowych		strugowych		razem	
	n	%	n	%	n	%
< 500	4	12,5	—	—	4	9,7
501—1000	13	40,6	5	55,6	18	43,9
1001—1500	9	28,1	2	22,2	11	26,8
1501—2000	5	15,6	1	11,1	6	14,6
2001—2500	1	3,1	—	—	1	2,4
2501—3000	—	—	1	11,1	1	2,4

osiąganemu przez systemy kombajnowe. Pomimo tego ściany wyposażone w strugi stanowią jedynie ok. 20% wszystkich ścian niskich. Składa się na to wiele czynników. Przede wszystkim stosowanie struga uzależnione jest od dysponowania odpowiednimi warunkami górniczo-geologicznymi (związanymi z urabialnością węgla w pokładzie, występowaniem twardych przerostów, regularnością zalegania, warunkami stropowymi i spągowymi). Ponadto pociąga za sobą konieczność precyzyjnego zaprojektowania systemu mechanizacyjnego, obejmującego między innymi usytuowanie frontu ściany w stosunku do płaszczyzn osłabionej spójności, dobór parametrów ściany, właściwe ustalenie parametrów pracy obudowy zmechanizowanej. W dużej mierze o powodzeniu przedsięwzięcia związanego z zastosowaniem struga decyduje doświadczenie pracowników kopalni w tym zakresie.

Przedstawione powyżej wyniki produkcyjne uzyskane w kwietniu 1995 roku znacznie odbiegają od najlepszych rezultatów osiągniętych w ścianach niskich w ostatnim okresie. Dla przykładu w ścianie nr 140 w pokładzie 328 w KWK „Dębieńsko", o długości 188 m i średniej wysokości 1,34 m, uzyskano w okresie od sierpnia 1994 r. do stycznia 1995 r. średnie wydobycie dobowe 2787,7 t, przy czym średnie wydobycie w styczniu 1995 r. wynosiło 4092 t/d. Ściana wyposażona była w kombajn KGS-245 z organami o średnicy 1250 mm, przenośnik zgrzebłowy Rybnik-225/750/55 — 160/BP/K-200 z silnikami o mocy 55/160 kW oraz obudowę zmechanizowaną Glinik-066/16-Oz (Owoc i in. 1995).

W przypadku ścianowego kompleksu ciągłego urabiania Heintzmann-CLM zastosowanego w KWK „1 Maja" w ścianie o wysokości 0,9—1,3 m i długości 175 m uzyskano w całym okresie eksploatacji średnie wydobycie 2000 t/d, przy wartości maksymalnej 3180 t/d. O potencjalnych możliwościach tego kompleksu świadczą także wyniki osiągnięte w Kopalni Furst Leopold, gdzie w ścianie o długości 250 m i wysokości 0,9—1,2 m osiągnięto średnie wydobycie 2800 t/d, a maksymalne 3860 t/d. W roku 1995 mają być zainstalowane trzy dalsze kompleksy tego typu (KWK „1 Maja", KWK „Pniówek", KWK „Kleofas"), w przypadku których zakłada się uzyskanie wydobycia w granicach 2500—3000 t/d (*Ścianowy...* 1995).

2.2. Wyposażenie techniczne ścian niskich

W tabelach 3, 4, 5 zestawiono wybrane dane obejmujące: liczby poszczególnych typów maszyn i urządzeń pracujących w kwietniu 1995, uzyskane wyniki produkcyjne oraz podstawowe parametry przodków ścianowych odpowiednio w odniesieniu do kombajnów, strugów i zestawów obudowy zmechanizowanej.

Tabela 3. Charakterystyka ścian niskich wyposażonych w poszczególne typy kombajnów
Table 3. The specification of longwall faces according to types of thin seam mechanical miners

Typ kombajnu	Liczba	Wydobycie [t/d]			Postęp [m/d]			Wys. [m]	Długość [m]
		średnie	maks	min	średni	maks	min		
KGS-245	16	1 148,6	1 900	480	3,24	7,0	1,2	1,3	209,5
KGS-200	4	357,2	708	78	1,68	2,8	0,6	1,3	143,6
KWB-3RNS	4	1 075,6	2 131	365	3,47	5,9	1,4	1,4	183,3
KGS-275	3	1 193,1	1 459	680	3,37	4,2	1,9	1,5	189,3
KGS-300	2	593,6	611	576	2,74	2,9	2,6	1,3	172,1
KWB-3RNU	2	1 114,4	1 554	675	3,32	4,2	2,5	1,5	144,5
EDW170LN	1	1 031,9			3,32			1,5	148

Tabela 4. Charakterystyka ścian niskich wyposażonych w poszczególne typy strugów
Table 4. The specification of longwall faces according to types of plough

Typ struga	Liczba	Wydobycie [t/d]			Postęp [m/d]			Wys. [m]	Długość [m]
		średnie	maks	min	średni	maks	min		
SWS-4M	6	958,9	1 444	685	3,8	5,4	2,7	1,2	162,6
HALB-BR	2	1 942,2	2 579	1 305	4,9	6,8	3,0	1,2	246,8
CLM	1	1 602,7			5,4			1,2	177,5

Tabela 5. Charakterystyka ścian niskich wyposażonych w poszczególne typy obudów zmechanizowanych
Table 5. The specification of longwall faces according to types of hydraulic roof support

Typ obudowy	Liczba	Wydobycie [t/d]			Postęp [m/d]			Wys. [m]	Długość [m]
		średnie	maks	min	średni	maks	min		
G066/16Oz	25	1 425,9	2 579	78	3,44	6,8	0,7	1,5	178,0
G08/22Oz	8	1 026,3	1 554	480	2,70	4,2	1,5	1,4	181,7
G05/15Oz	4	809,6	1 000	685	3,03	4,4	2,7	1,3	164,8
G22/32BOK	1	2 131,6			5,89			1,3	199,0
G055/15Oz	1	1 602,7			5,39			1,2	177,5
Hemsch5/15	1	1 305,9			3,0			1,05	263,5
Hemsch7/17	1	1 366,5			3,45			1,5	241,7

Najpowszechniej obecnie stosowanym kombajnem w ścianach niskich jest KGS-245, stanowiący wyposażenie 50% ścian, a następnie KGS-200 i KWB-3RNS (po 4 kombajny) oraz KGS-275 (3 kombajny). Większość typów kombajnów uzyskała zbliżone do siebie wyniki produkcyjne na poziomie ok. 1100 t/d, jedynie w przypadku kombajnów KGS-200

i KGS-300 średnie wydobycie było zdecydowanie mniejsze (tablica 3). Na uwagę zasługuje fakt, że prawie wszystkie stosowane obecnie kombajny są produkcji krajowej i znaczna część uzyskuje lepsze wyniki produkcyjne od kombajnu EDW-170LN.

Inaczej przedstawia się natomiast sytuacja w przypadku strugów (tab. 4). Średnie wydobycie dobowe uzyskiwane przez strugi firmy Halbach-Braun jest dwukrotnie większe od strugów produkcji polskiej (SWS-4M, SWS-4). Może to wynikać zarówno ze zróżnicowania rozwiązań technicznych, jak i zdecydowanie większej długości ścian, w których stosowane są strugi niemieckie, przy tej samej wartości średniej wysokości ścian.

W analizowanym okresie następujące typy zestawów obudowy zmechanizowanej: Glinik-066/16-Oz, Glinik-08/22-Oz, Glinik-05/15-Oz stanowiły wyposażenie ok. 90% ścian niskich (tab. 5). Biorąc pod uwagę wyniki produkcyjne z wymienionych powyżej typów obudowy zmechanizowanej tylko obudowa Glinik-066/16-Oz osiągnęła średnie wydobycie dobowe porównywalne z pozostałymi typami obudów zmechanizowanych.

Ocenę obecnego wyposażenia technicznego ścian niskich należy przeprowadzić w kontekście zmian zachodzących w polskich kopalniach węgla kamiennego mających na celu dostosowanie do warunków i wymogów gospodarki rynkowej. Zmiany te zmierzają między innymi do obniżenia kosztów wydobycia poprzez wzrost koncentracji produkcji. W sferze technicznej dotyczy to przedsięwzięć związanych ze stosowaniem wysoko wydajnych maszyn i urządzeń.

W aspekcie rozważanego problemu mechanizacji wybierania pokładów cienkich pomocne mogą być doświadczenia KWK „Dębieńsko", w której 68,4% zasobów operatywnych na czynnych poziomach zalega w pokładach do 1,5 m (Owoc i in. 1995). Jednocześnie od roku 1989 prowadzone są intensywne działania w celu poprawy efektywności działania kopalni. Dzięki temu średnie wydobycie ze ściany w I kwartale 1995 r. wzrosło o 142% w porównaniu z rokiem 1989, wydajność ogólna zwiększyła się o 61%, a liczba ścian spadła o 53%.

Uzyskano to przede wszystkim w wyniku:

— zastosowania kombajnów KGS-245 z bezcięgnowym mechanizmem posuwu Eickotrack,

— wprowadzenia przenośników ścianowych Rybnik-250/750/55-160/BP/K-200 i PSZ-250/750/55-160/BP-NOWOMAG,

— zastosowania we wlotach ścian zestawów obudowy zmechanizowanej z wysięgnikiem przednim złożonym wychylno-wysuwnym produkcji FM „Glinik" S.A.,

— wdrożenia rozwiązania napędów przenośnika ścianowego umożliwiającego urabianie kombajnem końca ściany,

— zastosowania nowego typu układaków przewodu kombajnowego,

— kotwienia łuków stropnicowych obudowy chodnikowej, dzięki czemu wyeliminowano szyny podciągowe,

— zastosowania urabiania dwustronnego,

— wprowadzenia 4-zmianowej organizacji pracy oddziałów wydobywczych,

— selektywnej eksploatacji złoża,

— zmiany koncepcji rozcinki pokładów.

Nie osiągnięto jednak zakładanego poziomu wydobycia dobowego 3000 t ze ściany niskiej o wysokości 1,0—1,5 m. W związku z powyższym przeprowadzono analizę rozwiązań

technicznych dostępnych maszyn i urządzeń produkcji krajowej i w wyniku dyskusji z przedstawicielami Zarządu Gliwickiej Spółki Węglowej S.A. oraz konstruktorami i producentami maszyn górniczych stwierdzono co następuje:

— brak jest obecnie kompleksu kombajnowego do wybierania pokładów o miąższości poniżej 1,1 m,

— należy wprowadzić rozwiązanie kombajnu poruszającego sie po spągu, ponieważ przy wysokości ściany 1,1—1,25 m kombajn posadowiony na przenośniku jest za wysoki,

— poziom rozwiązań konstrukcyjnych przenośników ścianowych jest wysoki, lecz wymaga jeszcze dopracowania pewnych elementów, w tym rynien najazdowych umożliwiających urabianie ściany na całej długości,

— należy zwiększyć zabiór kombajnu i dostosować do tego zestawy obudowy zmechanizowanej zapewniające prawidłowe zabezpieczenie stropu oraz swobodne poruszanie się załogi.

3. Perspektywy mechanizacji wybierania pokładów cienkich

Z programów restrukturyzacji kopalń do roku 2000 opracowanych przez spółki węglowe i samodzielne kopalnie wynika, że udział wydobycia z pokładów cienkich w skali całego górnictwa węglowego będzie się sukcesywnie zmniejszał, przy utrzymującym się na tym samym poziomie ogólnym wydobyciu węgla w roku 2000 udział ten ma wynosić 12,6% (Karbownik, Woźnica 1995).

Jednocześnie należy mieć na uwadze fakt, że spełnienie wymogów związanych z zapewnieniem efektywności wybierania pokładów cienkich pociąga za sobą konieczność uzyskania wydobycia na poziomie minimum 3000 t/d (Sikora i in. 1995).

W związku z powyższym na podstawie porozumienia zawartego pomiędzy Gliwicką Spółką Węglową S.A. i Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG opracowano projekt techniczny kompleksu umożliwiającego uzyskanie wydobycia 3000 t/d ze ściany o wysokości 1,1—1,5 m w oparciu o następujące założenia:

— kombajn wchodzący w skład kompleksu powinien uzyskiwać prędkość posuwu 5—6 m/min przy zabiorze 0,8 m,

— przenośnik ścianowy dla ściany o długości minimum 250 m i nachyleniu podłużnym do 35° powinien być wyposażony w silniki o mocy do 250 kW, z możliwością zabudowania napędów zarówno w ścianie, jak i w chodnikach,

— kompleks wyposażony będzie w obudowę podporowo-osłonową jednoszeregową ze stropnicą jednolitą (Owoc i in. 1995).

W skład zaprojektowanego przez CMG KOMAG kompleksu wchodzą:

— obudowa zmechanizowana GSW-0,75/2,0-POz,
— zmechanizowana obudowa skrzyżowania ściana-chodnik,
— kombajn ścianowy KSE-360 z przemiennikiem częstotliwości,
— ścianowy przenośnik zgrzebłowy GSW-PS-750,
— podścianowy przenośnik zgrzebłowy GSW-PP-750,
— kruszarka kęsów,
— wyposażenie elektryczne kompleksu (Chruszcz i in. 1995).

Obudowa GSW-0,75/2,0-POz

Obudowa przeznaczona jest do ścian o nachyleniu podłużnym do 35° (40°) i poprzecznym w zakresie –15° do +20°, ze stropem bezpośrednim grupy A, B, C, D.

Na komplet obudowy składają się zestawy liniowe i skrajne. Zestawy liniowe, wyposażone w stojaki hydrauliczne dwuteleskopowe, należą do grupy obudowy podporowo-osłonowej jednoszeregowej z układem leminiskatowym i w położeniu wyjściowym są odsunięte od przenośnika.

Zestawy skrajne (po 3—4 na każdym końcu ściany) wyposażone są dodatkowo w wysięgniki przednie złożone wychylno-wysuwne.

Sterowanie obudową ma być pilotowe, realizujące następujące funkcje:

— przesuwanie obudowy z kontaktem ze stropem,

— blokowanie przesuwników sąsiednich zestawów w trakcie przesuwania zestawu obudowy,

— grupowe przesuwanie przenośnika ścianowego.

W kompleksie zaproponowano zastosowanie zmechanizowanej obudowy skrzyżowania ściana-chodnik dla chodników w obudowie ŁP7/ŁP8 lub prostokątnej. Obudowa stanowi zestaw trójsekcyjny prowadzony w osi chodnika za napędem przenośnika ścianowego.

Kombajn KSE-360

Kombajn KSE-360, przemieszczający się obok trasy przenośnika ścianowego, przeznaczony jest do dwustronnego, bezwnękowego urabiania ściany o nachyleniu podłużnym do 35° i poprzecznym do 15°. Kombajn, charakteryzujący się zwartą budową (wysokość nad przenośnikiem 0,73 m, odległość osi obrotu organów urabiających 5,79 m), wyposażony jest w:

— dwa silniki o mocy 150 kW każdy do napędu organów urabiających,

— bezcięgnowy mechanizm posuwu z hamulcami płytkowymi, o mocy 2 × 30 kW, z regulacją prędkości poprzez przemiennik częstotliwości.

Maksymalna prędkość posuwu kombajnu wynosi 7,5 m/min, a siła uciągu 480 k × N.

Przenośnik ścianowy GSW-PS-750/n × N

W rozwiązaniu konstrukcyjnym przenośnika wykorzytano uniwersalne zespoły napędowe przystosowane do współpracy z różnymi jednostkami napędowymi produkcji krajowej lub importowanymi. Przy prędkości łańcucha zgrzebłowego 0,8—1,3 m/min maksymalna wydajność przenośnika wynosi 700—1200 t/g. Trasa składa się z rynien o profilu ELS265A, szerokości 750 mm i długości 1500, 1125, 750 mm. W przenośniku o maksymalnej długości 300 m zastosowano dwie nitki łańcucha 26 × 92 lub 30 × 108 klasy C lub D.

Podjęcie produkcji wyposażenia technicznego zapewniającego osiągnięcie założonych wartości parametrów technicznych poszczególnych maszyn stwarza szansę uzyskania wysokiej koncentracji produkcji w ścianach niskich o wysokości 1,1—1,5 m.

Przekazano 3 listopada 1995 r.

Literatura

AVS Vordruck. Ruhrkohle AG, 1991.

Chruszcz J. i in., 1995: *Kompleks kombajnowy do ścian niskich.* Materiały konferencyjne „Mechanizacja ścian w cienkich pokładach w aspekcie wzrostu koncentracji wydobycia", Czerwionka-Leszczyny.

Karbownik A., Woźnica E., 1995: *Eksploatacja pokładów cienkich w polskim górnictwie węgla kamiennego.* Materiały konferencyjne „Mechanizacja ścian w cienkich pokładach w aspekcie wzrostu koncentracji wydobycia", Czerwionka-Leszczyny.

Owoc J. i in., 1995: *Mechanizacja ścian w cienkich pokładach w aspekcie wzrostu koncentracji wydobycia w warunkach KWK „Dębieńsko".* Materiały konferencyjne „Mechanizacja ścian w cienkich pokładach w aspekcie wzrostu koncentracji wydobycia", Czerwionka-Leszczyny.

Podstawowe wskaźniki techniczne przodków ścianowych. Centralny Ośrodek Informatyki Górnictwa S.A. Katowice, kwiecień 1995.

Sikora W. i in., 1995: *Badania i analiza wpływu wysokowydajnych kompleksów na technikę eksploatacji.* Praca naukowo-badawcza o symbolu PZ-306/RG-2/95. Instytut Mechanizacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice.

Ścianowy kompleks ciągłego urabiania CLM 61.2-38. Heintzmann — Gewinnungsgerat. Materiały konferencyjne „Mechanizacja ścian w cienkich pokładach w aspekcie wzrostu koncentracji wydobycia", Czerwionka-Leszczyny.

The state and the future of thin seam mining mechanization in Poland

Abstract

The paper covers an analysis of mining mechanization in thin seams in Poland from the point of view of achieved output. The comparison of the state of mining systems in various groups of thin seams in Polish and German Coal Mining Industry has been presented. On the base of the „Dębieńsko" Coal Mine experience technical factors which condition to gain high concentration of output have been discussed.

Seria „Wykłady" nr 13 Szkoły
Eksploatacji Podziemnej '96, s. 77—87

Zbigniew SZPAKOWSKI
Gliwicka Spółka Węglowa S.A., Gliwice

Doświadczenia Gliwickiej Spółki Węglowej w zakresie eksploatacji cienkich pokładów

Słowa kluczowe

Eksploatacja cienkich pokładów-kompleks ścianowy-obudowa ścianowa i skrzyżowań-perspektywy rozwoju technologii eksploatacji

Streszczenie

Kopalnie GSW S.A. posiadają duże zasoby węgla w pokładach o grubości 1—1,5 m, a mianowicie w przedziale 1,0—1,2 m 225 mln t i w przedziale 1,21—1,5 m 363 mln t.

Wyposażenie ścian w tym zakresie to obudowy: GLINIK-066/16-Ozk, GLINIK-08/22-Ozk i HEMSCHEIDT; kombajny: KGS-245, KGS-200, KSE-344; przenośniki: RYBNIK-225/750, RYBNIK-175/642 i PSz 750 NOWOMAG.

Średnie wydobycie dobowe o takim wyposażeniu wynosi w skali Spółki ~1100 t/d przy ich ilości 17—19 średnio w miesiącu.

W celu poprawienia efektywności wydobycia ze ścian niskich GSW S.A. w porozumieniu z CMG KOMAG opracowała wysoko wydajny kompleks ścianowy o dużej wydajności.

Kompleks przeznaczony jest do eksploatacji pokładów o miąższości od 1,1—1,5 m, nachyleniu podłużnym do 35° i poprzecznym 15°. Planowana wydajność ma wynosić 2800—3500t/d.

Ponadto w KWK Gliwice opracowany (zmodernizowany) został kompleks do eksploatacji pokładów cienkich i silnie nachylonych do 45°.

1. Wstęp

Problemy eksploatacji cienkich pokładów (grubość mniejsza od 1,5 m) w realiach nowych uwarunkowań, przede wszystkim ekonomicznych, sprowadzają się do rozwiązania dwóch podstawowych problemów polegających na:

— określeniu podstawowych parametrów dla ścian gwarantujących osiąganie korzystnych wyników produkcyjnych,

— przyjęciu możliwie optymalnej strategii w zakresie eksploatacji cienkich pokładów, które bez szkody dla złoża mogłyby być efektywnie eksploatowane.

Celem niniejszego referatu jest przedstawienie dotychczasowego stanu w tym zakresie na podstawie rezultatów 1995 roku oraz zaprezentowanie prognozy w tym zakresie na lata następne.

2. Charakterystyka złoża

W skład Gliwickiej Spółki Węglowej wchodzi siedem kopalń, są to:

KWK Bolesław Śmiały, KWK Dębieńsko, KWK Gliwice, KWK Knurów, KWK Makoszowy, KWK Sośnica, KWK Szczygłowice.

Zasoby operatywne ogółem wynoszą 1391,883 mln ton, natomiast w przedziałach grubości od 1,0 do 1,2 m i 1,21 do 1,5 m przedstawiają się następująco:

Tabela 1. Zasoby operatywne w przedziałach 1,0—1,2 m i 1,21—1,5 m grubości pokładów węgla w GSW
Table 1. Efficient resources in 1.0—1.2 m and 1.21—1.5 m seam thickness intervals in Gliwice Coal Corporation

Wyszczególnienie	Jedn.	B. Śm.	Dęb.	G-ce*	K-rów	M-wy	S-nica	Sz-ce	GSW
Zas. oper. 1—1,21 m	mln t	41	32	5	33	47	9	56	225
Zas. oper. 1,21—1,5 m	mln t	49	57	6	97	45	37	72	363
% zas. operat.		70	60	87	36	41	26	39	42

* W kopalni Gliwice z uwagi na typ węgla przyjęto przedziały miąższości: 0,9—1,0; 1,01—1,5 m.

Udział zasobów operatywnych w pokładach 1,0—1,5 m na poszczególnych kopalniach waha się w granicach 26—70% za wyjątkiem KWK Gliwice, gdzie z uwagi na specyfikę złoża udział pokładów cienkich w zasobach wynosi 87%.

3. Charakterystyka wyposażenia technicznego

Podstawowymi elementami wyposażenia technicznego w ścianach niskich w 1995 r. w kopalniach Spółki były:

— obudowy zmechanizowane: GLINIK-066/16-Oz, GLINIK-08/22-Oz i obudowa HEMSCHEIDT — 6/350-7/17,

— kombajny ścianowe: KWB-3DS/Zn, KGS-245, KGS-200, KGS-305, KWB-3RNS, KSE-344, KGS-345,

— przenośniki ścianowe: RYBNIK-225/750 oraz jego odmiany, RYBNIK-175/642/TP, PSZ-750 NOWOMAG.

4. Wyniki produkcyjne w 1995 roku

W 1995 r. w ścianach o wysokości do 1,5 m uzyskiwano w kopalniach Spółki następujące wyniki:

Tabela 2. Wyniki produkcyjne w ścianach do wysokości 1,5 m
Table 2. Production results of longwalls up to 1.5 m high in Gliwice Coal Corporation

Wyszczególnienie	Jedn.	B. Śm.	Dęb.	G-ce	K-rów	M-wy	S-nica	Sz-ce	GSW
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Śr./mies. ilość śc. o wys. do 1,5 m (w węglu)	szt.	0,7	3,1	5,6	3,2	2,7	4,2	2,1	18,8

tab. 2. cd.
tab. 2. cont.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Śr. wyd. z jednej ściany o wysokości do 1,5 m (w węglu)	t/d	1084	1691	653	1367	1438	1929	1584	1086
Śr. postęp ściany o wysokości do 1,5 m (w węglu)	m/dob	3,4	5,34	2,96	3,1	3,01	3,8	3,79	3,5
Śr. długość ściany (w węglu)	m	143	217	166	229	217	227	211	191,1
Śr./mies. ilość śc. o wys. do 1,5 m (całkowita)	szt	0	2,1	5,1	1,7	0,2	0,5	0,7	16,6
Śr. wyd. z jednej ściany o wysokości do 1,5 m (całkowita)	t/d	0	1669	656	1172	1309	1147	957	1357
Śr. postęp dob. ściany o wysokości do 1,5 m (całkowita)	m/dob	0	5,6	2,98	2,96	3,39	3,57	2,85	3,59
Śr. długość ściany (całkowita)	m		232	145	236	186	174	168	203,6

Średnio na miesiąc eksploatowano 20,4 ścian niskich i stanowiło to ok. 42,3% ilości ścian ogółem. Wyniki w zakresie wydobycia dobowego i postępów ścian zawierają się w szerokich granicach od 655 t/d w kopalni Gliwice do 1797 t/d w kopalni Sośnica przy średnim wydobyciu dla Spółki 1291 t/d.

Nachylenie podłużne eksploatowanych ścian nie przekraczało 20° (za wyjątkiem ścian w kopalniach: Sośnica i Gliwice, gdzie dochodziło do 35°). Nachylenia poprzeczne nie przekraczały 10°.

Najlepsze wyniki osiągnięto w KWK Dębieńsko na ścianach: nr 2 pokł. 327L, nr 140 pokł. 328.

Parametry:

śc. nr 2 — dł. 230 m, wys. w węglu 1,36 m, wys. całkowita 1,6 m, nachylenie 12,5°, średnie wydobycie dobowe 3154 t/dobę (wrzesień 1995),

śc. nr 140 — dł. 188 m, wys. w węglu 1,08 m, wys. całkowita 1,33 m, nachylenie 8°, średnie wydobycie dobowe 2850 t/dobę (styczeń 1995).

5. Perspektywy i możliwości rozwoju technologii eksploatacji i wyposażenia technicznego ścian niskich w kopalniach GSW S.A.

Z uwagi na brak aktualnie alternatywnych rozwiązań w zakresie technologii eksploatacji cienkich pokładów w kopalniach Gliwickiej Spółki Węglowej w wyniku przeprowadzonej analizy w tym zakresie przyjęto założenie dalszego doskonalenia systemu ścianowego

i zbliżenie jego efektywności do poziomu większego od 2000 t/d. Realizowane ono jest przede wszystkim poprzez ustalenie zasad eksploatacji pokładów cienkich oraz takiej modernizacji wyposażenia, które gwarantowałoby uzyskiwanie założonych wyników produkcyjnych, a w konsekwencji ekonomicznych. W latach 1995—2003 przewiduje się uruchomienie łącznie 96 ścian niskich, średnio rocznie w latach 1995—2000 ok. 12—14 ścian, a w pozostałych latach zmniejszenie liczby ścian w granicach 6—8.

Dążąc do wzrostu koncentracji wydobycia również w zakresie ścian niskich, Gliwicka Spółka Węglowa podjęła działania, które w przyszłości pozwolą na zmniejszenie ilości ścian w tym zakresie z równoczesnym wzrostem wydobycia dobowego. Przykładem może być kombajnowy kompleks dla ścian niskich.

6. Kombajnowy kompleks dla ścian niskich

Zgodnie z zawartym porozumieniem pomiędzy GSW S.A. a Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG opracowano projekt techniczny wysoko wydajnego kompleksu ścianowego do pokładów cienkich.

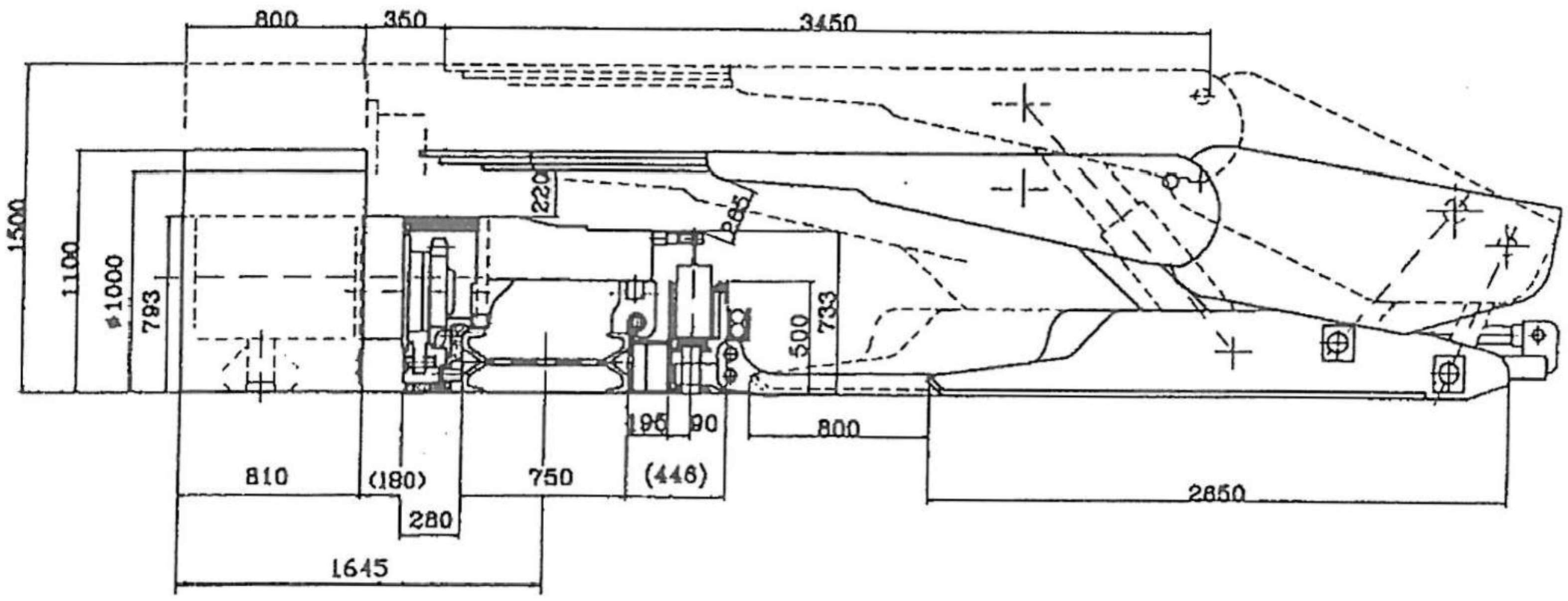
Podstawową właściwością kompleksu ścianowego dla dużej koncentracji wydobycia jest możliwość osiągnięcia wysokich wydajności i wysokiego poziomu niezawodności przez stosowane układy automatyzacji sterowania i diagnostyki.

Duża koncentracja wydobycia oferuje również szereg dalszych zalet, jak możliwość ekonomicznego wydłużania ścian, zmniejszenie liczby ścian, chodników przyścianowych, środków odstawy, zmniejszenie obszaru zagrożeń itd.

6.1. Przeznaczenie i zakres stosowania kompleksu

Ścianowy kompleks kombajnowy (rys. 1) przeznaczony jest do wybierania cienkich pokładów węgla o miąższości od 1,1—1,5 m, o nachyleniu podłużnym do 35° i poprzecznym do 15° systemem na zawał.

Zakładana wydajność kompleksu — 2800—3500 t/d (3 zmiany wydobywcze)
Długość ściany — do 300 m



Rys. 1. Przekrój poprzeczny ściany wyposażonej w kompleks o zakresie pracy 1,1 do 1,5 m
Fig. 1. Cross-section of longwall complex of 1.0—1.5 m work range

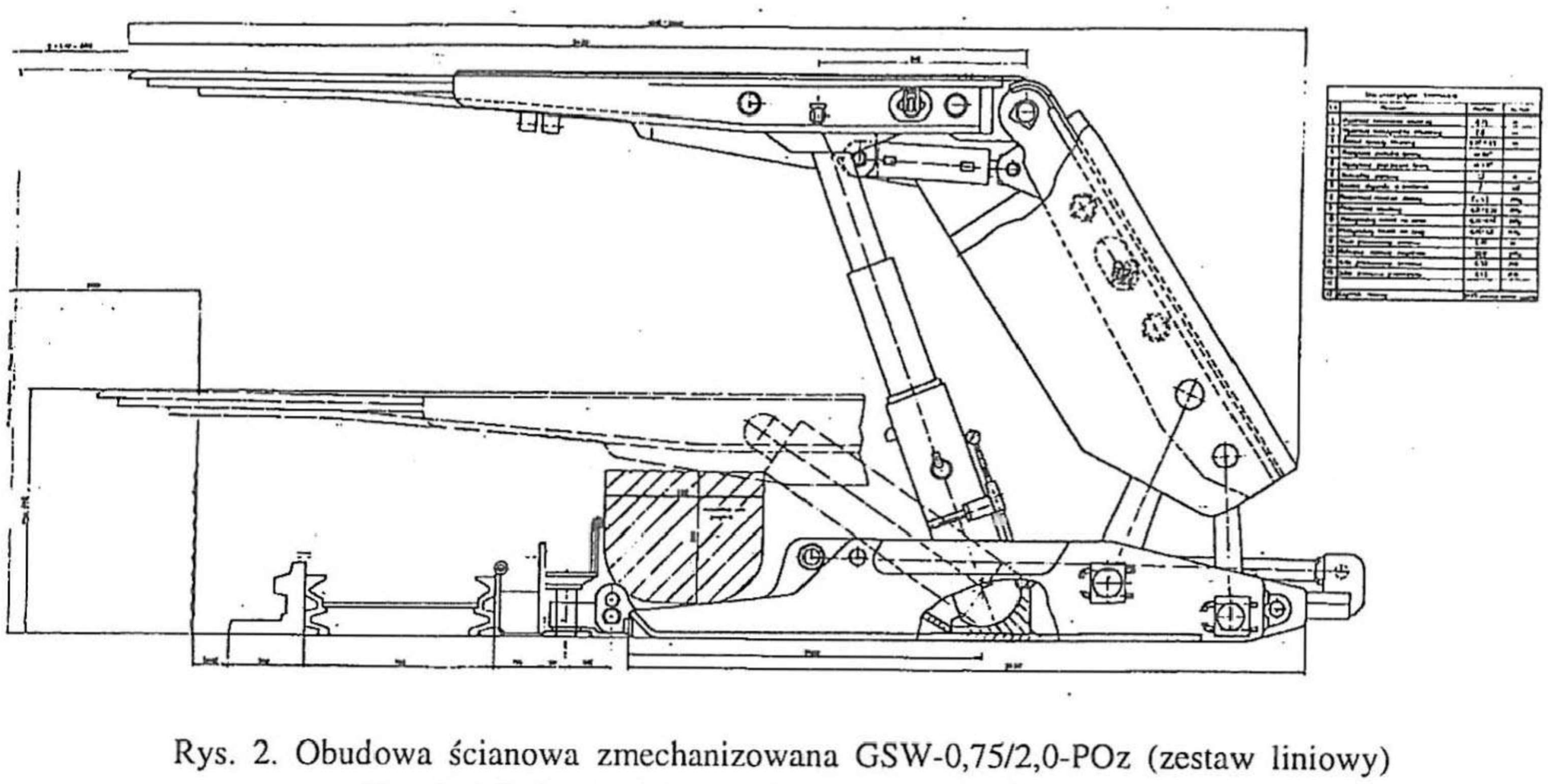
Rodzaj skał:	
— stropowych	— A, B, C, D wg GIG
— spągowych	— I do IV wg GIG
Technologia eksploatacji	— urabianie dwukierunkowe, kierunek eksploatacji od lub do granic.

6.2. Wyposażenie kompleksu

W skład kompleksu wchodzą następujące maszyny i urządzenia:
— obudowa zmechanizowana GSW-0,75/2,0 — POz (w tym zestawy liniowe i skrajne),
— zmechanizowana obudowa skrzyżowań,
— kombajn ścianowy KSE-360 wraz z przemiennikiem częstotliwości,
— przenośnik ścianowy zgrzebłowy GSW -PS-750,
— przenośnik podścianowy zgrzebłowy GSW-PP-750,
— kruszarka kęsów,
— wyposażenie elektryczne kompleksu.

6.2.1. Obudowa ścianowa zmechanizowana GSW-077/2,0-POz (rys. 2 i 3)

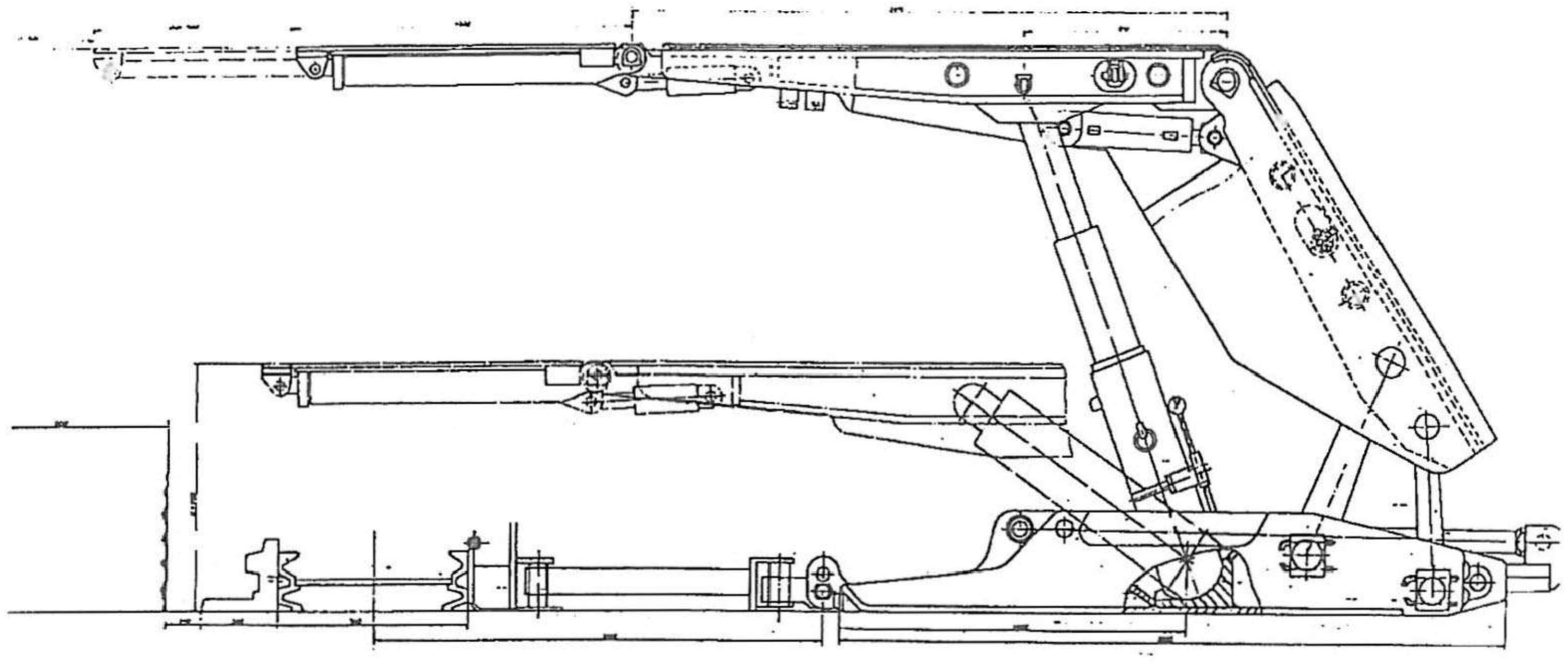
Obudowa przeznaczona jest do pracy w ścianach poziomych i nachylonych podłużnie do 35° (przy specjalnym wyposażeniu do 40°) i poprzecznie od –15° do + 20° w warunkach stropów bezpośrednich kruchych, średnio zwięzłych i zwięzłych, zaliczonych do kategorii A, B, C, D wg GIG. Spągi mogą być zarówno miękkie, jak i bardzo mocne w klasie od I—IV wg GIG.



Rys. 2. Obudowa ścianowa zmechanizowana GSW-0,75/2,0-POz (zestaw liniowy)
Fig. 2. Mechanized longwall support GSW-0.75/2.0-POz

Obudowa może być stosowana w warunkach pokładów tąpiących i nietąpiących. W ścianowym kompleksie zmechanizowanym obudowa współpracuje z przenośnikiem o dużej wydajności i kombajnem KSE-360 o zabiorze 0,8 m.

W wyrobiskach ścianowych nachylonych podłużnie powyżej 8° przewidziano urządzenia zabezpieczające zestawy obudowy, jak i przenośnik przed spełzaniem.



Rys. 3. Obudowa ścianowa zmechanizowana GSW-0,75/2,0-POz (zestaw skrajny)
Fig. 3. Mechanized longwall support GSW-0.75/2.0-POz

Obudowa GSW-0,75/2,0-POz jest obudową dwustojakową, podporową, z lemniskatowym układem prowadzenia stropnicy. Obudowa pracuje z tzw. „Krokiem wstecz", tzn. bezpośrednio po przejściu organów urabiających kombajnu przesuwany jest zestaw w kierunku czoła ściany celem zabezpieczenia nowo odkrytego stropu. Stojaki hydrauliczne dwuteleskopowe, w jakie wyposażono zestaw obudowy, pozwalają na dostosowanie jej do zmiennych warunków, które mogą wystąpić w czasie eksploatacji. Liczba zestawów liniowych w komplecie zależna jest od długości ściany, natomiast zestawów skrajnych jest stała i wynosi 3—4 zestawów.

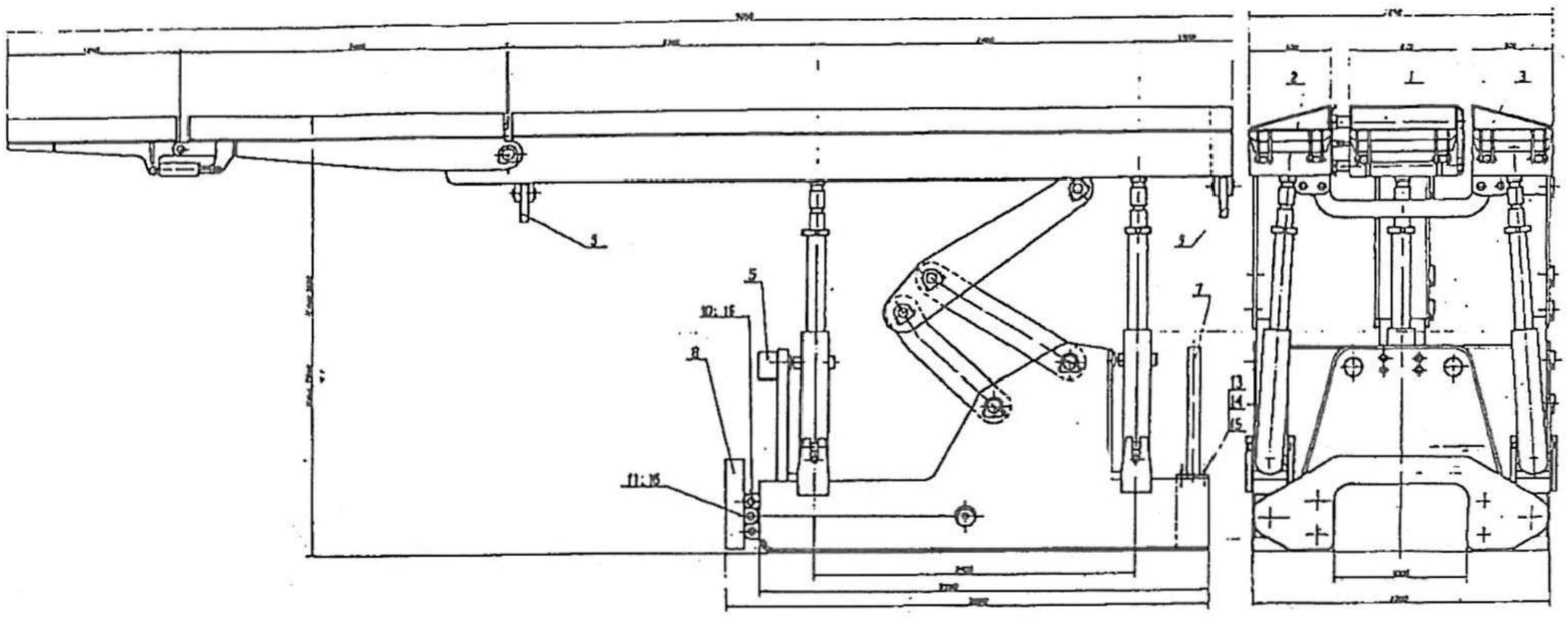
Zestaw skrajny w odróżnieniu od liniowego posiada zespół składający się ze stropnicy zasadniczej i stropnicy wychylno-wysuwnej, podpieranej siłownikami hydraulicznymi. Skok stropnicy wysuwnej wynosi 0,8 m. Ponadto osłona odzawałowa posiada zmienną szerokość osłon bocznych (zestaw skrajny cofnięty do tyłu w stosunku do liniowego). Całkowity wysięg zespołu stropnic pozwala na zabezpieczenie stropu w przestrzeni roboczej napędu głównego przenośnika ścianowego. Szczelność osłonięcia stropu zapewniają osłony boczne stropnicy i osłony odzawałowe, które równocześnie pozwalają na korekcję położenia zestawu.

Sterowanie obudową może odbywać się za pomocą systemu sterowania pilotowego firmy GEORYT.

6.2.2. Zmechanizowana obudowa skrzyżowań (rys. 4)

Zmechanizowana obudowa skrzyżowań przeznaczona jest do utrzymania skrzyżowań ścianowych z chodnikiem pod- i nadścianowym, wykonanych w obudowie łukowej ŁP 7—8 oraz prostokątnej, co czyni ją uniwersalną. Do podstawowych jej funkcji należy też przesuw napędu przenośnika, umieszczonego na ramie podnapędowej. Obudowa staje się wysoce opłacalna, zwłaszcza w przodkach ścianowych o dużej koncentracji wydobycia.

Obudowę skrzyżowań stanowi zestaw trójsekcyjny, podporowy, prowadzony w osi chodnika podścianowego za napędem przenośnika ścianowego. Sekcje tego zestawu tworzą układ równoległy, w którym rozróżnia się sekcję środkowe i sekcje skrajne. Sekcja środkowa,



Rys. 4. Zmechanizowana obudowa skrzyżowań
Fig. 4. Mechanized support of crossroads

jako prowadząca, jest zintegrowana z konstrukcją napędu przenośnika poprzez belkę czołową, natomiast sekcje skrajne są połączone tylko z belką za pomocą przesuwników umożliwiających przesuw napędu przenośnika wraz z sekcją środkową i podciąganie sekcji skrajnych w ślad za postępem ściany. Pod względem konstrukcyjnym sekcje charakteryzują się budową właściwą obudowie podporowej z lemniskatowym układem stabilizacji o zwężonej podziałce rozstawu, równej 0,6 m.

Całkowita długość wysięgnika ok. 5,96 m umożliwia skuteczne i efektywne zabezpieczenie całej strefy skrzyżowania bez potrzeby stosowania dodatkowych środków zabezpieczających przestrzeni roboczej napędu przenośnika. Zespół stropnicowy podpierany jest dwoma podporami, przednią i tylną, oddalonymi od siebie o 2,4 m, między którymi znajduje się układ lemniskatowy głównej stabilizacji pionowej sekcji. Podstawę sekcji stanowi spągnica skrzynkowa z tunelami dla przesuwników sekcji skrajnych. Układ stabilizacji lemniskatowej o zbyt wąskiej konstrukcji, wynikającej z zawężonej podziałki sekcji i racji długiego wysięgnika zespołu stropnicowego, jest wspomagany stabilizacją przedniej podpory przez osadzenie jej w obejmie spodnika podpory związanej na stałe z konstrukcją spągnicy.

6.2.3. Kombajn ścianowy (rys. 5)

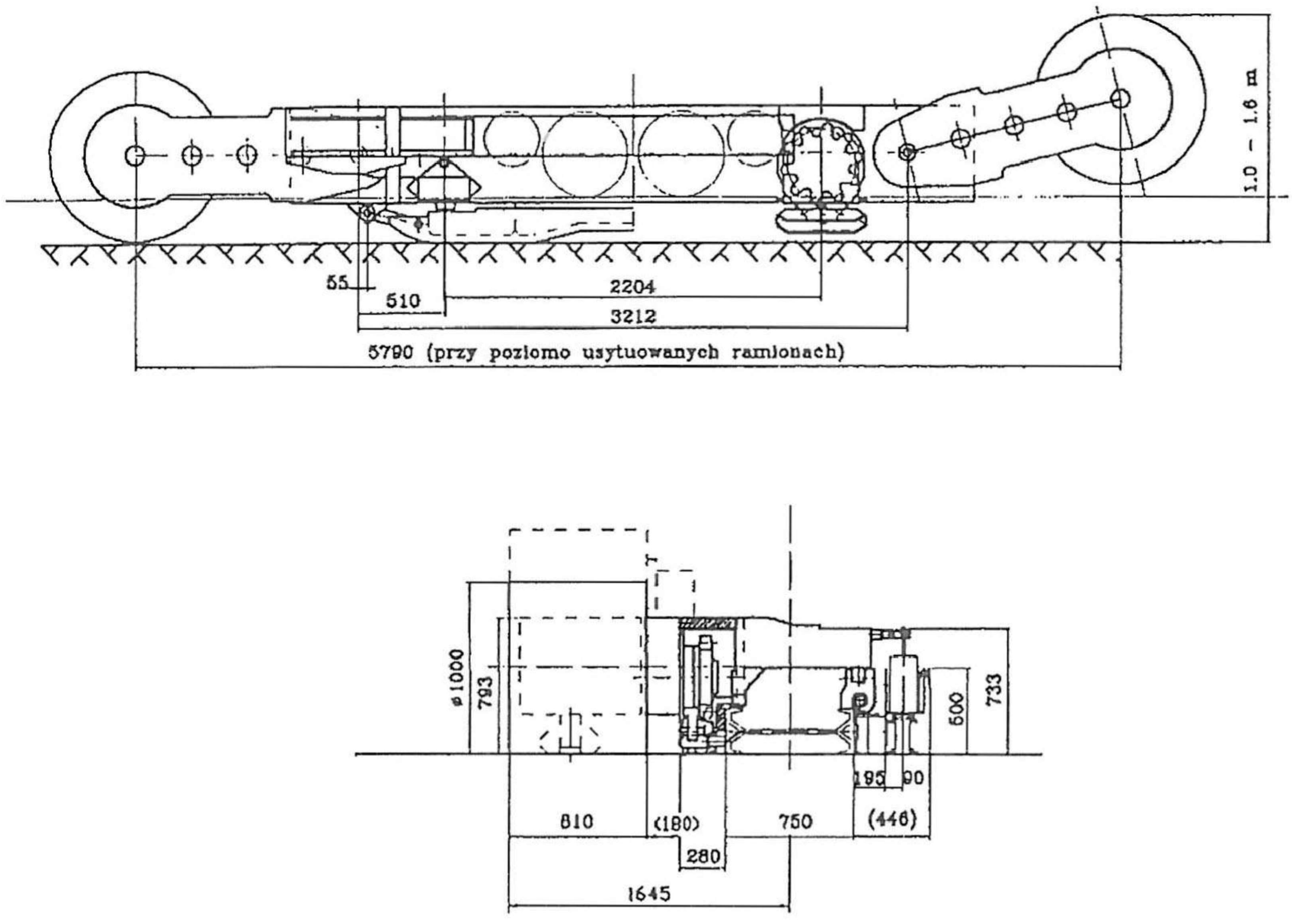
Projekt techniczny kombajnu KSE-360 opracowano na bazie aktualnie pracującego kombajnu KSE-344.

Kombajn KSE-360, podobnie jak kombajn KSE-344, charakteryzuje się tym, że jest:

— kombajnem, który wyróżnia się dużą zainstalowaną mocą silników elektrycznych, napędzającą organy urabiające (2 × 150 kW) z możliwością wykorzystania jej w całości na jednym organie urabiającym,

— wyposażony w zautomatyzowany system posuwu typu elektrycznego, sterowany za pomocą przemiennika częstotliwości oraz system diagnostyki pracy głównych zespołów,

— wyposażony we własny, bezcięgnowy napęd posuwu, którego zębatka usytuowana jest od strony czoła ściany,



Rys. 5. Kombajn KSE-360
Fig. 5. Mechanical miner KSE-360

— prowadzony w polu urabiania obok trasy przenośnika zgrzebłowego,

— zabezpieczony na upadach za pomocą płytkowych hamulców zamontowanych na wałach silników napędów posuwu,

— kombajnem najniższym (wysokość nad przenośnikiem wynosi 0,73 m) i najkrótszym (długość między osiami organów urabiających wynosi 5,79 m) ze wszystkich krajowych i zagranicznych rozwiązań.

Do napędu posuwu kombajnu KSE-360 służą dwa silniki prądu zmiennego (2 × 30 kW) sterowane z przemiennika częstotliwości umieszczonego w chodniku przyścianowym. Układ ten pozwala na bezstopniową, automatyczną regulację prędkości posuwu do 7,5 m/min, w zależności od obciążenia silników napędów organów urabiających. Od strony zawału kombajn prowadzony jest ślizgowo po profilu rynny przenośnika wyposażonego w przymusowe, rurowe prowadzenie, natomiast od strony czoła ściany przesuwa się po klinie ładującym przenośnika i po spągu na hydraulicznie sterowanej płozie podpierającej. Umożliwia to poziome prowadzenie kombajnu.

Integralną częścią kombajnu jest przemiennik częstotliwości oraz dodatkowe wyposażenie elektryczne (przewód oponowy, transformator, wyłączniki stycznikowe itp.).

W odróżnieniu od typowych rozwiązań konstrukcyjnych, w których główne zespoły napędowe umieszczone są nad przenośnikiem, w kombajnie KSE-360 (podobnie jak w KSE-344) główny zespół napędowy znajduje się w polu roboczym obok trasy przenośnika, między organami urabiającymi.

Na podstawie założeń techniczno-eksploatacyjnych wysoko wydajnego kompleksu ścianowego do pokładów cienkich opracowanych przez Zespół GSW S.A. i CMG KOMAG oraz w oparciu o badania eksploatacyjne kombajnów KSE-344 w KWK Gliwice projekt techniczny kombajnu KSE-360 przewiduje w stosunku do kombajnu KSE-344 wprowadzenie następujących, głównych zmian konstrukcyjnych, które będą polegać na:

— zwiększeniu mocy silników elektrycznych napędu posuwu z 2 × 22 kW do 2 × 30 kW, dzięki czemu nastąpi wzrost prędkości posuwu do 7,5 m/min i wzrost siły uciągu do 480kN,

— przekonstruowaniu płozy ślizgowej przesuwającej się po ostrodze (klinie ładującym przenośnika) na wahliwą. Zmiana ta spowoduje znaczne zmniejszenie oporów ruchu kombajnu,

— zwiększeniu wytrzymałości kół posuwu oraz modyfikacji zarysu zębów, przez co zmniejszą się straty siły uciągu kombajnu,

— zwiększeniu wytrzymałości przekładni zębatej napędu organów urabiających i napędów posuwu,

— wykonaniu kadłubów zespołu napędowego ramion ze staliwa o podwyższonej wytrzymałości,

— przekonstruowaniu węzłów: łożyskowego i uszczelniającego zespołu napędowego z silnikiem 150 kW; zmiana ta zapobiegnie między innymi uszkodzeniu się pierścienia uszczelniającego typu „simmer",

— przekonstruowaniu węzła uszczelniającego wału wyjściowego przekładni napędu posuwu przez zastosowanie uszczelnienia typu Goetza,

— zastosowaniu ramion wąskich o kadłubach odlewanych w miejsce spawanych i tylko jednej długości,

— innym sposobie mocowania organu urabiającego na wale wyjściowym ramienia za pomocą tzw. „kwadratu",

— zastosowanie przemiennika częstotliwości prądu o większej mocy,

— zastosowanie w miejsce urządzenia sterowania radiowego typu RADIAN 1302 urządzenia sterowania radiowego 24-kanałowego,

— przystosowaniu skrzyni aparatury elektrycznej do zasilania jednym lub dwoma przewodami elektrycznymi,

— wprowadzeniu dodatkowego przycisku blokującego kombajn.

6.2.4. Ścianowy przenośnik zgrzebłowy GSW-PS-750/nxN

Ścianowy przenośnik zgrzebłowy dla pokładów niskich GSW-PS-750/nxN jest przeznaczony do odstawy węgla urobionego przez kombajn KSE-360. Konstrukcja przenośnika oparta jest na uniwersalnych zespołach napędowych przystosowanych do współpracy z różnymi jednostkami napędowymi produkowanymi w kraju lub dostępnymi z importu. W zależności od potrzeb przenośnik może być wyposażony w łańcuch zgrzebłowy 26 × 92 lub 30 × 108.

6.2.5. Podścianowy przenośnik zgrzebłowy GSW-750/nxN

Podścianowy przenośnik zgrzebłowy GSW-750/nxN można zmontować w dwóch wersjach, a wybór wariantu zależy od sposobu organizacji przekładek przenośników współpracujących (taśmowego, ścianowego).

Wersja I Przenośnik podścianowy jest przekładany wraz z zwrotnią przenośnika taśmowego, która jest sprzężona z wysypem i są wspólnie przesuwane przy pomocy siłowników, przy czym wielkość przesuwu równa jest wielkości jednego segmentu konstrukcyjnego przenośnika taśmowego (około 3 m), a taśma jest wybierana przez pętlicę; wysyp przenośnika ścianowego jest przesuwany niezależnie.

Wersja II Przenośnik podścianowy jest przekładany co kilka zmian, a taśmowy przebudowywany co kilkanaście zmian.

Konstrukcja przenośnika oparta jest na zespołach napędowych przenośnika ścianowego GSW-PS-750/nxN. Rozwiązanie to zostało podyktowane kosztami wytworzenia oraz gospodarki zespołami i częściami zapasowymi, które są analogiczne jak w przenośniku ścianowym.

Dotychczas w polskim górnictwie brak jest kompleksów zmechanizowanych do wybierania pokładów cienkich i silnie nachylonych.

W ścianie 5a/830 kopalni Gliwice pracuje zmechanizowany kompleks ścianowy do wybierania pokładów cienkich, nachylonych do 45°. W skład kompleksu wchodzą:

— obudowa ścianowa GLINIK-066/16-Ozk,

— kombajn KGS-200,

— przenośnik RYBNIK-175/642.

W maszynach wchodzących w skład kompleksu dokonano szereg zmian konstrukcyjnych.

Obudowę ścianową wyposażono w siłowniki do stabilizacji, łączące stropnice i lemniskaty pierwszych kolejnych sześciu sekcji i co szóstej dalszej, oraz siłowniki łączące spągnice co szóstej sekcji obudowy z przenośnikiem. Obudowę wyposażono w dodatkowe uchwyty oraz przegrody zabezpieczające przed staczaniem się przedmiotów i pętle z taśmy gumowej nad przenośnikiem ścianowym zapobiegające staczaniu się urobku po przenośniku.

Kombajn został wyposażony w dodatkową osłonę, a ponadto zmieniono w nim konstrukcję odpowietrzania komór olejowych i mocowania łańcucha do płyty zaczepowej. Kombajn jest zabezpieczony za pomocą kołowrotu bezpieczeństwa, którego lina jest skierowana do wyrobiska ścianowego za pomocą rolki kierującej, zamocowanej do belki rozporowej specjalnej konstrukcji. Napęd zwrotny przenośnika ścianowego jest prowadzony w ścianie przy pomocy belki rozporowej.

Kompleks jest przedmiotem projektu wynalazczego. Konstrukcje rozpory rolki kierującej linę bezpieczeństwa i belki rozporowej napędu zwrotnego przenośnika ścianowego są przedmiotem zgłoszenia w UP RP w celu uzyskania patentu na wynalazek.

Przekazano 28 grudnia 1995 r.

Literatura

Biznes Plan GSW S.A. na lata 1995—2005.

Materiały na konferencję „Mechanizacja ścian w cienkich pokładach w aspekcie wzrostu koncentracji wydobycia".

An experience of Gliwice Coal Corporation in thin-seam exploitation

Abstract

The high-output longwall complex for thin-seam exploitation was presented. This complex can work in 1.1—1.5 m seam height, up to 35° longitudinal inclination and up to 15° transversal inclination. Estimated efficiency in 2800—3500 t/d. Moreover, in Gliwice Coal Mine, the high-output longwall complex for exploitation of thin-seam inclined up to 45° was elaborated.

Seria „Wykłady" nr 13 Szkoły
Eksploatacji Podziemnej '96, s. 89—106

Janusz BAJORSKI, Krzysztof JAWORSKI,
Czesław WOŹNICA
Kopalnia Węgla Kamiennego Dębieńsko, Czerwionka-Leszczyn

Praktyczne rozwiązania poprawiające efektywność eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego

Słowa kluczowe

Eksploatacja cienkich pokładów-rozwiązania techniczno-organizacyjne-efektywność eksploatacji-zamierzenia technologiczne

Streszczenie

W artykule omówiono praktyczne rozwiązania techniczno-organizacyjne zastosowane w KWK Dębieńsko w latach 1994—1995, zmierzające do poprawy efektywności eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego na tle stosowanych rozwiązań i osiąganych wyników w latach 1989—1993. W opracowaniu wskazano na konieczność zahamowania i odwrócenia niekorzystnych tendencji wydobywania zbyt małej ilości węgla z cienkich pokładów w stosunku do ilości zasobów w nich zalegających. Przedstawione w opracowaniu rozwiązania techniczno-organizacyjne świadczą o możliwości poprawy cfektywności eksploatacji cienkich pokładów, jak również o konieczności podjęcia różnorakich działań dla zwiększenia wydobycia węgla z pokładów o grubości 1,0—1,5 m, przy wykorzystaniu dotychczasowych doświadczeń. W opracowaniu nie odniesiono się do eksploatacji pokładów o grubości poniżej 1,0 m.

1. Wstęp

Konieczność rozwiązania problemu efektywnej eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego w warunkach polskiego górnictwa nie budzi wątpliwości. Udział wydobycia węgla kamiennego z pokładów o grubości do 1,5 m w ogólnym wydobyciu krajowym w 1994 roku wynosił **16,6%**, natomiast zasobów węgla kamiennego w cienkich pokładach w tym samym czasie w zasobach ogólnych było **34,7%**. Dysproporcja ta utrwaliła się od wielu lat i jest zrozumiała ze względu na łatwiejsze uzyskiwanie rentowności wydobycia węgla z pokładów o większej grubości.

Problem efektywnej eksploatacji węgla z pokładów cienkich w warunkach KWK Dębieńsko, ze względu na posiadaną bazę zasobową i warunki górniczo-geologiczne, występuje z całą wyrazistością.

2. Ogólna charakterystyka KWK Dębieńsko

KWK Dębieńsko powstała 2 XII 1898 roku z połączenia kilkunastu małych zakładów górniczych, które tworzone były sukcesywnie do rozpoznawania nowych partii złóż i pokładów, począwszy od końca XVIII wieku.

Obszar górniczy kopalni wynoszący obecnie 45,5 km^2 leży pod względem geograficznym w północno-wschodniej części Płaskowyżu Rybnickiego i należy do jednostki fizjograficznej zwanej Kotliną Raciborsko-Oświęcimską.

Pod względem geologicznym OG Dębieńsko położony jest w północno-zachodniej części Niecki Głównej Górnośląskiego Zagłębia Węglowego.

Kopalnia swoją działalność realizowała w różnych układach organizacyjno-prawno-finansowych.

Od 1993 roku wchodzi w skład Gliwickiej Spółki Węglowej S.A. Zasadniczą cechą nowego układu organizacyjnego grupy kopalń jest ekonomizacja produkcji, scentralizowanie marketingu i zbytu, centralnie prowadzona polityka w sferze pozaprodukcyjnej. W skład kopalni wchodzi zakład górniczy, zakład przeróbki mechanicznej węgla i zakład odsalania wód dołowych. Obecnie eksploatacja ulokowana jest w pokładach warstw orzeskich, charakteryzujących się małą grubością i dużą zmiennością, na którą składają się rozszczepienia, częściowe wymycia, duża liczba przerostów, znaczne zanieczyszczenie oraz skomplikowana mikrotektonika. Eksploatacja prowadzona jest na głębokości od poz. 202 m do poz. 690 m systemem ścianowym podłużnym i poprzecznym, z zawałem stropu, z zastosowaniem w 100% kombajnowych kompleksów zmechanizowanych.

Zagrożenia naturalne:

— metanowe — I i IV kategorii,
— wodne — I i II stopnia,
— wybuchem pyłu węglowego — klasa A i B,
— tąpaniami — nie występuje,
— samozapalnością węgla — I grupa (mało skłonne do samozapalności).

W złożu kopalni Dębieńsko występują głównie węgle koksowe typów 34.2, 35.1 i 35.2A, które stanowią 91,7% zasobów bilansowych. Ilość zasobów operatywnych powyżej 1,0 m na czynnych poziomach wynosi 55 313 tys. ton. Ich ilościowy i procentowy udział w zależności od miąższości pokładów przedstawia zamieszczone dalej zestawienie (tab. 1).

Tabela 1. Ilościowe i procentowe zestawienie zasobów operatywnych
Table 1. Quantitative and proportional specification of effective resources

Grubość pokładów [m]	Ilość zasobów operatywnych na czynnych poziomach [tys. ton]	Procentowy udział [%]
1,0—1,2	16 023	29,0
1,2—1,5	22 936	41,5
> 1,5	16 354	29,5
Razem	55 313	100,0

Podkreślić należy fakt, iż **70,5%** zasobów operatywnych na czynnych poziomach zalega w pokładach o grubości 1,0—1,5 m. Poniżej zestawiono również procentowe zanieczyszczenie urobku i pokładów w latach 1989—1994 (tab. 2).

Tabela 2. Procentowy udział znieczyszczeń w pokładach i urobku w latach 1989—1994
Table 2. Specification of waste rock proportional participation in effective resources and production in 1989—1994

Zanieczyszczenie	1989	1990	1991	1992	1993	1994
% zanieczyszczenia pokładów	30,0	29,0	32,0	28,0	32,0	24,0
% zanieczyszczenia urobku	44,0	41,0	44,0	41,0	47,0	44,0

Należy stwierdzić, iż w dużym stopniu na wielkość zanieczyszczenia urobku ma wpływ niewłaściwy dobór maszyn stanowiących wyposażenie ścian w pokładach o grubości do 1,5 m.

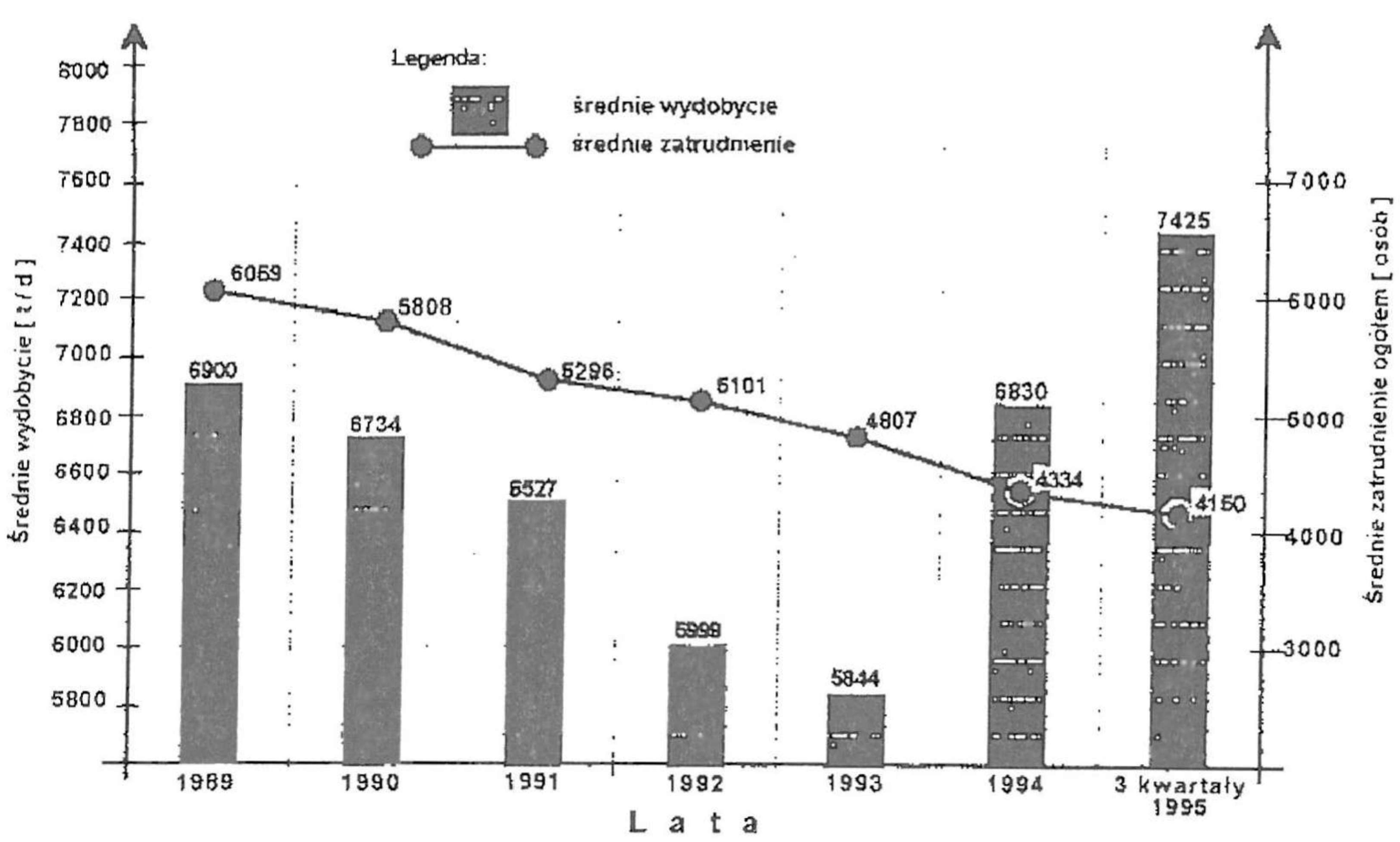
2.1. Podstawowe wskaźniki techniczno-ekonomiczne w KWK Dębieńsko w latach 1989—1994 i w trzech kwartałach 1995 roku

Tabela 1. Podstawowe wskaźniki techniczno-ekonomiczne w KWK Dębieńsko w latach 1989—1994 i w trzech kwartałach 1995 roku
Table 3. The basic technical and economical indexes in Dębieńsko Coal Mine in 1989—1994

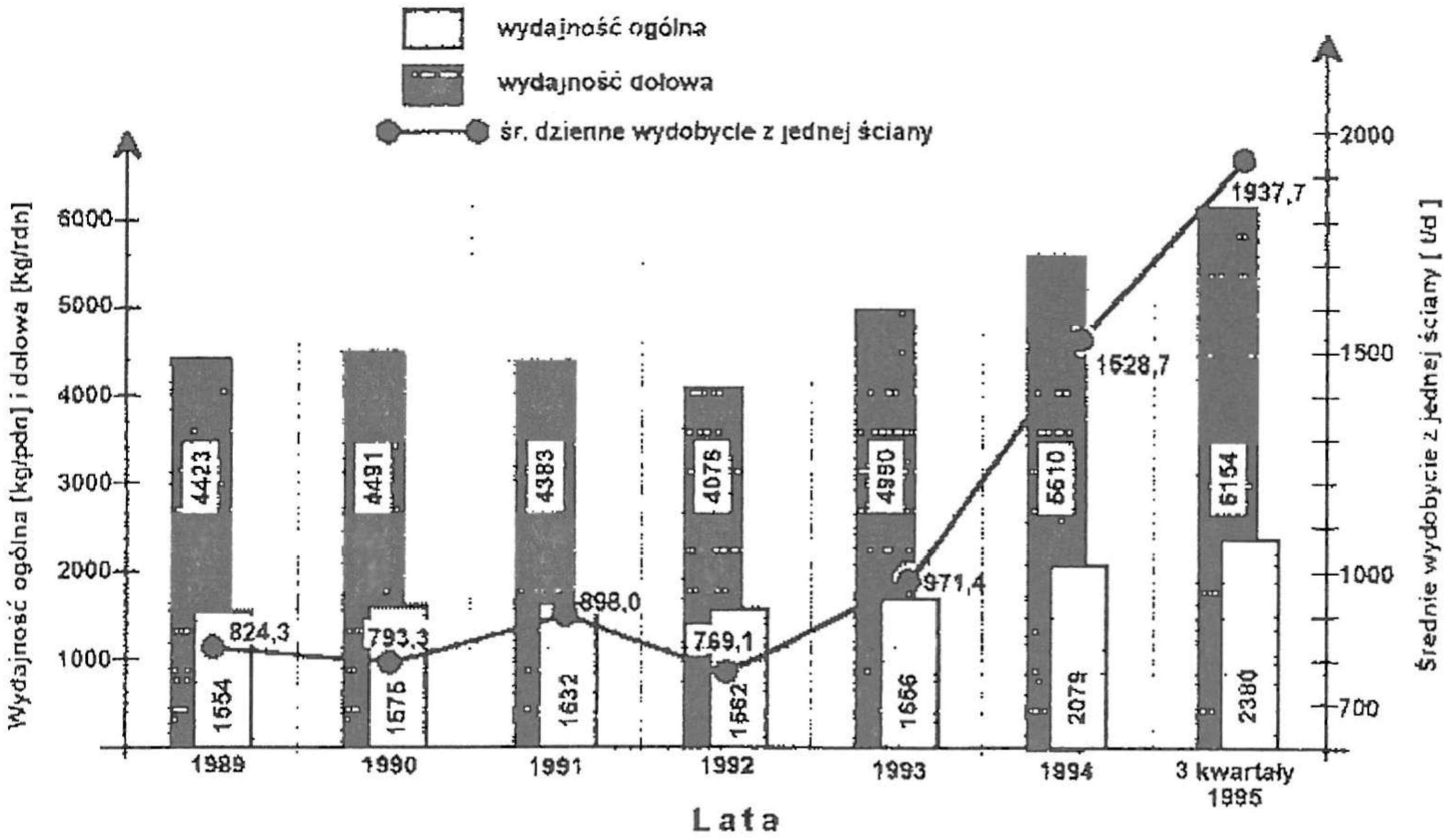
Wyszczególnienie	1989	1990	1991	1992	1993	1994	III kwartały 1995
Wydobycie ogółem [mln ton]	2,000	1,755	1,637	1,481	1,490	1,728	1,411
Wydobycie [t/d]	6 900	6 734	6 527	5 999	5 844	6 830	7 425
Udział wydob. ze ścian o wys. do 1,5 m [%]	47,2	35,60	34,80	25,10	32,30	73,60	79,9
Udział wydob. węgla gaz-koks. [%]	57,2	54,1	49,6	45,10	55,6	69,0	70,9
Wydajność ogólna	1 554	1 575	1 632	1 562	1 656	2 079	2 380
Wydajność dołowa w urobku węglowym [kg/rdn]	4 423	4 491	4 383	4 076	4 990	5 610	6 154
Śr. zatrudn. ogółem (kopalni zasadniczej) [osób]	6 059	5 808	5 296	5 101	4 807	4 334	4 150
Śr. zatrudn. dołowe [osób]	3 972	3 709	3 455	3 355	3 171	3 066	2 994
Średnia liczba ścian czynnych	9,4	9,20	8,2	9,20	8,20	4,60	4,00
Śr. wydob. z 1 ściany normalnej [t/d]	824,3	793,3	898,0	769,1	971,4	1 528,7	1 937,7
Postęp ścian [m/zm.]	1,10	1,00	0,93	0,94	1,22	1,59	1,86
Postęp ścian [m/d]	2,25	2,07	2,16	1,96	2,79	4,85	5,79
Śr. dzienna długość frontu ścianowego [m]	1 760	1 709	1 554	1 669	1 499	882	857
Śr. długość ścian [m]	185,6	182,0	189,0	184,3	179,5	193,7	211,9
Śr. wysokość ściany [m]	1,88	1,81	1,98	1,96	2,12	1,62	1,56
Zmianowość pracy ścian	2,77	2,29	2,27	2,29	2,37	3,23	3,11

Tabela 4. Liczba poziomów wydobywczych, pokładów, ścian oraz oddziałów przygotowawczych
Table 4. Specification of exploited levels, coal beds, longwalls and heading sections

Wyszczególnienie	1989	1990	1991	1992	1993	1994	III kwartały 1995
Poziomy wydobywcze w eksploatacji	4	4	4	4	3	3	3
Pokłady węgla w eksploatacji	9,8	9,2	9,4	8,9	8,8	6,6	4,56
Ściany ogółem	9,4	9,2	8,2	9,2	8,2	4,6	4,0
w tym o wydobyciu:							
do 1000 t/d	6,8	6,6	5,6	6,8	5,8	1,2	0,8
1001—2000 t/d	2,6	2,5	2,5	2,4	2,1	2,7	1,8
2001—3000 t/d	–	0,1	0,1	–	0,3	0,7	1,4
Oddz. przygotowawcze	2,5	3	3,3	2,8	2,5	2	2

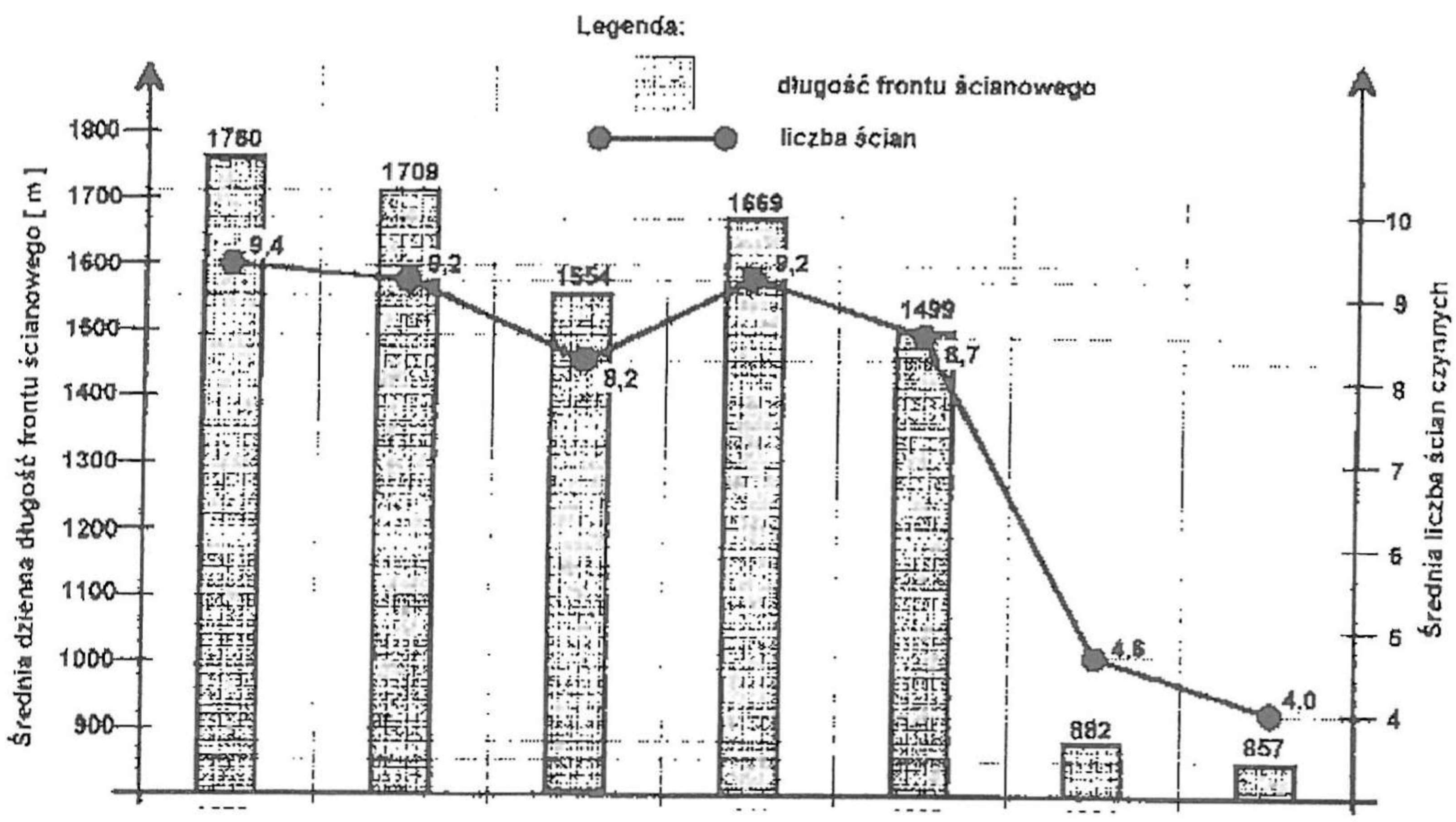


Rys. 1. Średnie wydobycie dobowe i średnie zatrudnienie ogółem w latach 1989—1994 i za trzy kwartały 1995 r.
Fig. 1 The average daily output and the average employment in 1989—1994 (and three quarters of 1995)



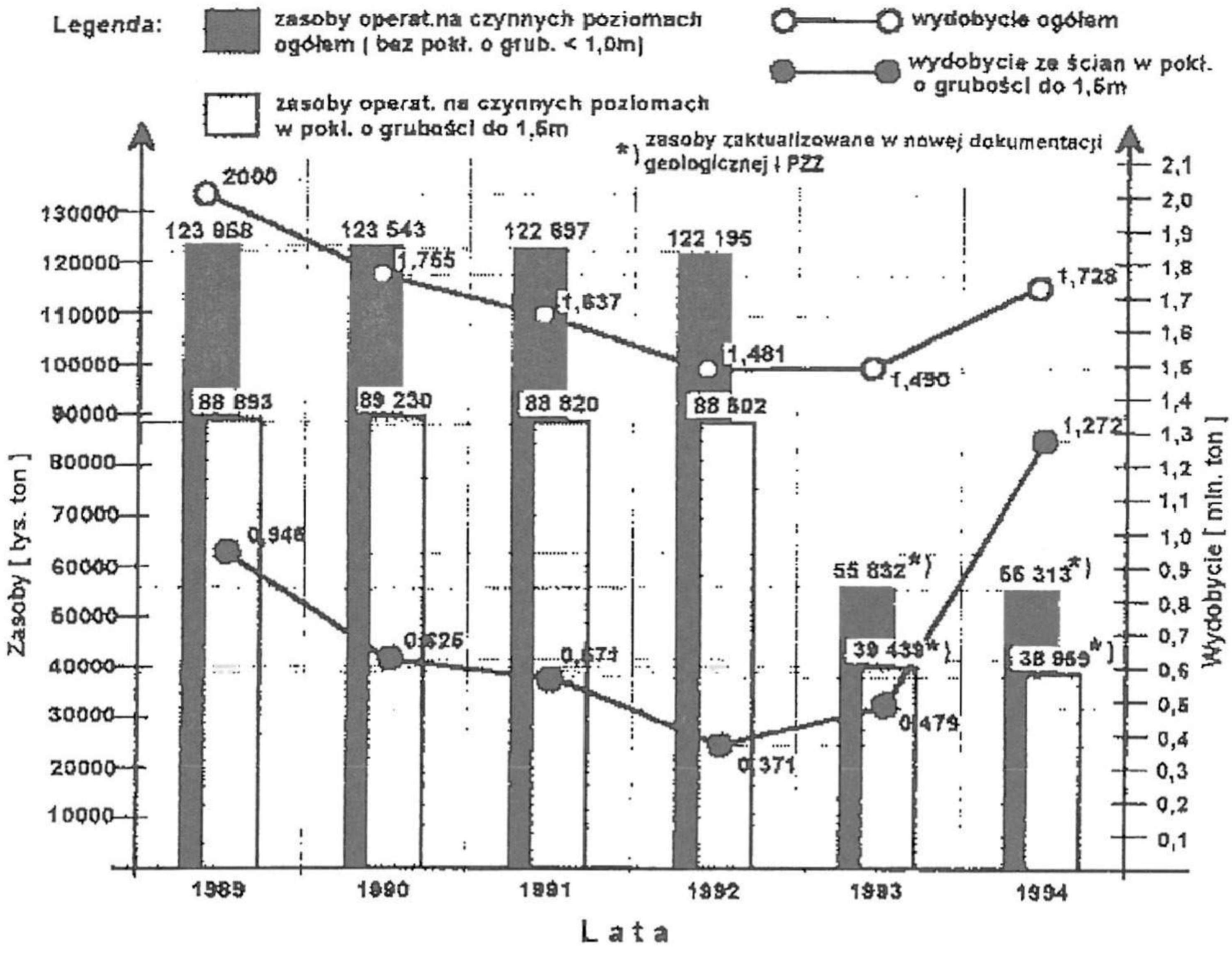
Rys. 2. Średnie wydobycie z jednej ściany oraz wydajność ogólna i dołowa w latach 1989—1994 i za trzy kwartały 1995 r.

Fig. 2 The average output of longwall, global and production efficiency in 1989—1994 (and three quarters of 1995)



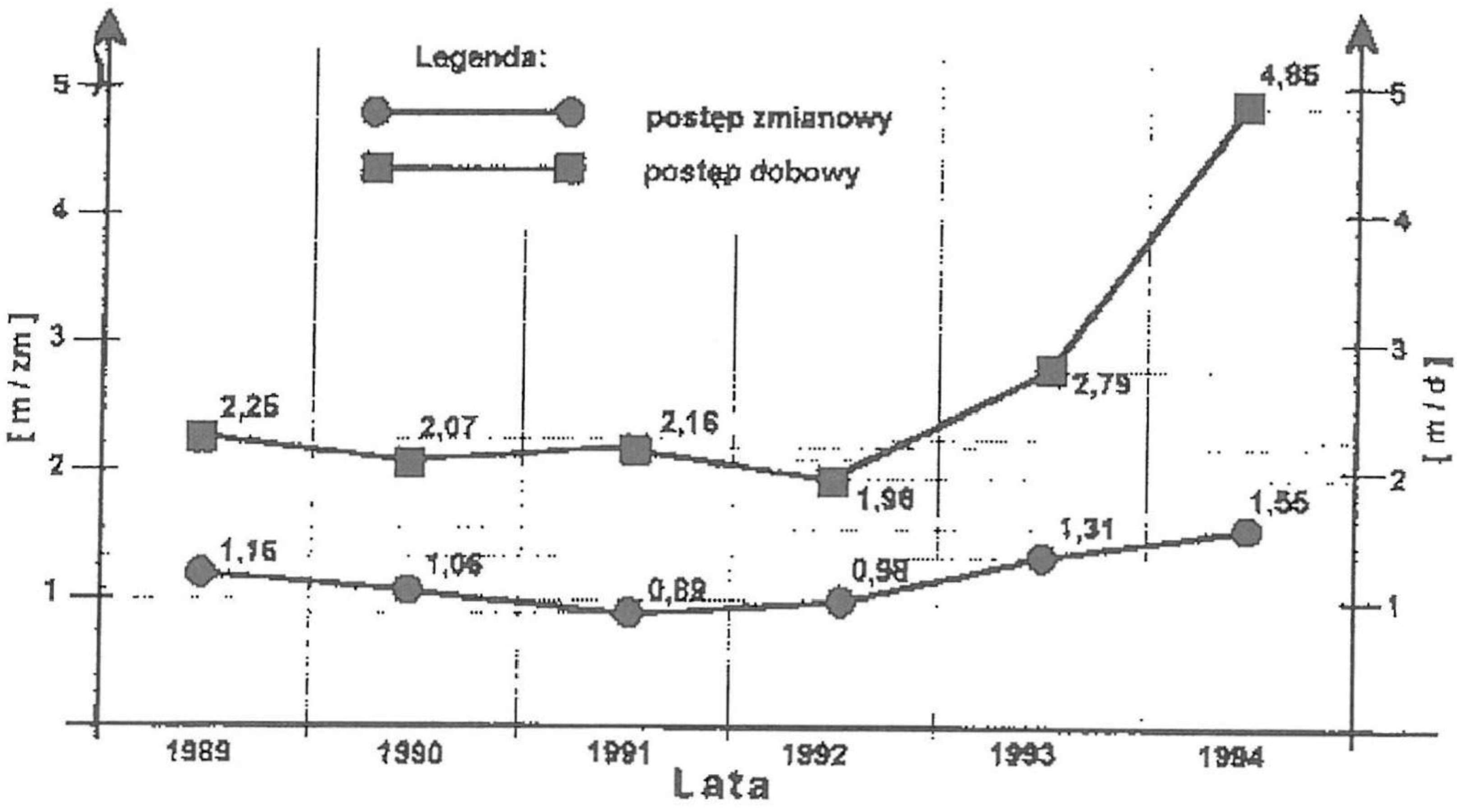
Rys. 3. Średnia dzienna długość frontu ścianowego i średnia liczba ścian czynnych w latach 1989—1994 i za trzy kwartały 1995 r.

Fig. 3 The average daily length of longwall face and the average number of exploited longwall in 1989—1994 (and three quarters of 1995)



Rys. 4. Udział wydobycia ze ścian w pokł. o grubości do 1,5 m w odniesieniu do zasobów operatywnych ogółem i w pokł. o grub. do 1,5 m na czynnych poziomach

Fig. 4 The output participation in exploitation of up to 1.5 m thickness of coal beds versus global effective resources and effective resources in coal beds up to 1.5 m thickness



Rys. 5. Średni postęp zmianowy i dobowy ścian

Fig. 5 The average shift and daily longwall face advance

2.2. Ocena działalności kopalni w latach 1989—1994 i w trzech kwartałach 1995 roku

Analizując dane przedstawione w tabelach 3, 4 oraz na rysunkach 1, 2, 3, 4 i 5 zauważyć trzeba znaczną poprawę osiągniętych wyników od 1994 roku w porównaniu z latami poprzednimi. Poniższe zestawienie wskazuje te wyniki, na które należy zwrócić szczególną uwagę.

Tabela 5. Wzrost koncentracji wydobycia w kopalni Dębieńsko w roku 1994 i w trzech kwartałach 1995 r. w stosunku do roku 1989

Table 5. The increase of high level production in Dębieńsko Coal Mine in 1994 (and three quarters of 1995) compares to the production in 1989

Wskaźnik	Lata				
	1989	1994		3 kwartały 1995	
Średnie zatrudnienie ogółem kopalni zasadniczej [osób]	6 059	4 434	(spadek o 28%)	4 150	(spadek o 32%)
Średnie zatrudnienie dołowe [osób]	3 972	3 066	(spadek o 23%)	2 994	(spadek o 25%)
Wydajność dołowa w urobku węglowym [kg/rdn]	4 423	5 610	(wzrost o 27%)	6 154	(wzrost o 39%)
Wydajność ogólna [kg/pdn]	1 554	2 079	(wzrost o 34%)	2 380	(wzrost o 53%)
Średnie dzienne wydobycie ze ściany [t/d]	824,3	1 528,7	(wzrost o 85,45%)	1 937,7	(wzrost o 135,07%)
Średnia dzienna długość frontu ścianowego [m]	1 760	882	(spadek o 49,9%)	857	(spadek o 51,3%)
Średnia dzienna liczba ścian [szt.]	9,4	4,6	(spadek o 51,6%)	4,0	(spadek o 57,4%)
Średnia wysokość ściany [m]	1,88	1,62	(spadek o 13,8%)	1,56	(spadek o 17%)
Średnia długość ściany [m]	185,6	193,7	(wzrost o 4,36%)	211,9	(wzrost o 14,2%)
Średni dobowy postęp ściany [m/d]	2,25	4,85	(wzrost o 115,6%)	5,79	(wzrost o 157,3%)

2.3. Charakterystyka i wyniki produkcyjne ściany nr 140 w pokł. 328 kopalni Dębieńsko

Wyniki produkcyjne osiągnięte w ścianie nr 140 w pokładzie 328 są dobrym przykładem wzrostu koncentracji produkcji w ścianach w cienkich pokładach, w warunkach KWK Dębieńsko.

Warunki górniczo-geologiczne w ścianie nr 140 w pokładzie 328.

grubość pokładu	—	1,2—1,4 m
nachylenie pokładu	—	5—10°
twardość węgla wg Protodiakonowa	—	1,36
klasa stropu	—	A, B wg GIG
stopień zagrożenia wodnego	—	bez zaliczenia
kategoria zagrożenia metanowego	—	niemetanowy
zagrożenie tąpaniami	—	nie występuje
wysokość ściany	—	1,4 m
długość ściany	—	188,2 m
wybieg ściany	—	940 m
system eksploatacji	—	ścianowy, podłużny
system likwidacji	—	na zawał
kierunek wybierania	—	od pola.

Wyposażenie ściany nr 140 w pokładzie 328

Ściana wyposażona była w następujące urządzenia energo-maszynowe:

— kombajn typu KGS-245. Kombajn wyposażony był w organy urabiające o średnicy 1250 mm, z nożami stycznymi-obrotowymi, napędzane silnikami o mocy 120 kW.

— przenośnik zgrzebłowy Rybnik-225/750/55-160/BP/K-200 wyposażony w dwie przekładnie równoległe typu Rybnik, usytuowane na napędzie wysypowym i zwrotnym od strony zawału, z silnikami o mocy 55/160 kW. Końcowe odcinki trasy przenośnika wyposażone były w tzw. „najazdy".

— obudowę zmechanizowaną Glinik-066/16-OzK, w tym w trzy sekcje obudowy ze stropnicami wychylno-wysuwnymi przy chodniku podścianowym i w dwie przy chodniku nadścianowym. Obudowa zasilana była pompami wysokościanowymi typu T-100.

Sposób prowadzenia ściany

Ściana nr 140 w pokładzie 328 zlokalizowana była poniżej poziomu 410 m, pomiędzy pochylnią a uskokiem o zrzucie h = 70 m, i wybierana była systemem podłużnym z zawałem stropu. Chodnik taśmowy VI (nadścianowy) służył do odprowadzania zużytego powietrza ze ściany i transportu materiałów i był likwidowany wraz z jej postępem. Chodnik taśmowy VII (podścianowy) przeznaczony był do odprowadzania świeżego powietrza oraz odstawy urobku i był utrzymywany.

Odstawa urobku ze ściany odbywała się przy pomocy przenośnika podścianowego Rybnik-80, a następnie przy pomocy dwóch przenośników taśmowych Gwarek-1000, trzech przenośników typu PTG-1000 i dwóch przenośników typu Gwarek-1200, w wymienionej kolejności, do zbiornika polowego i na poz. 410 m. Urabianie w ścianie odbywało się dwukierunkowo.

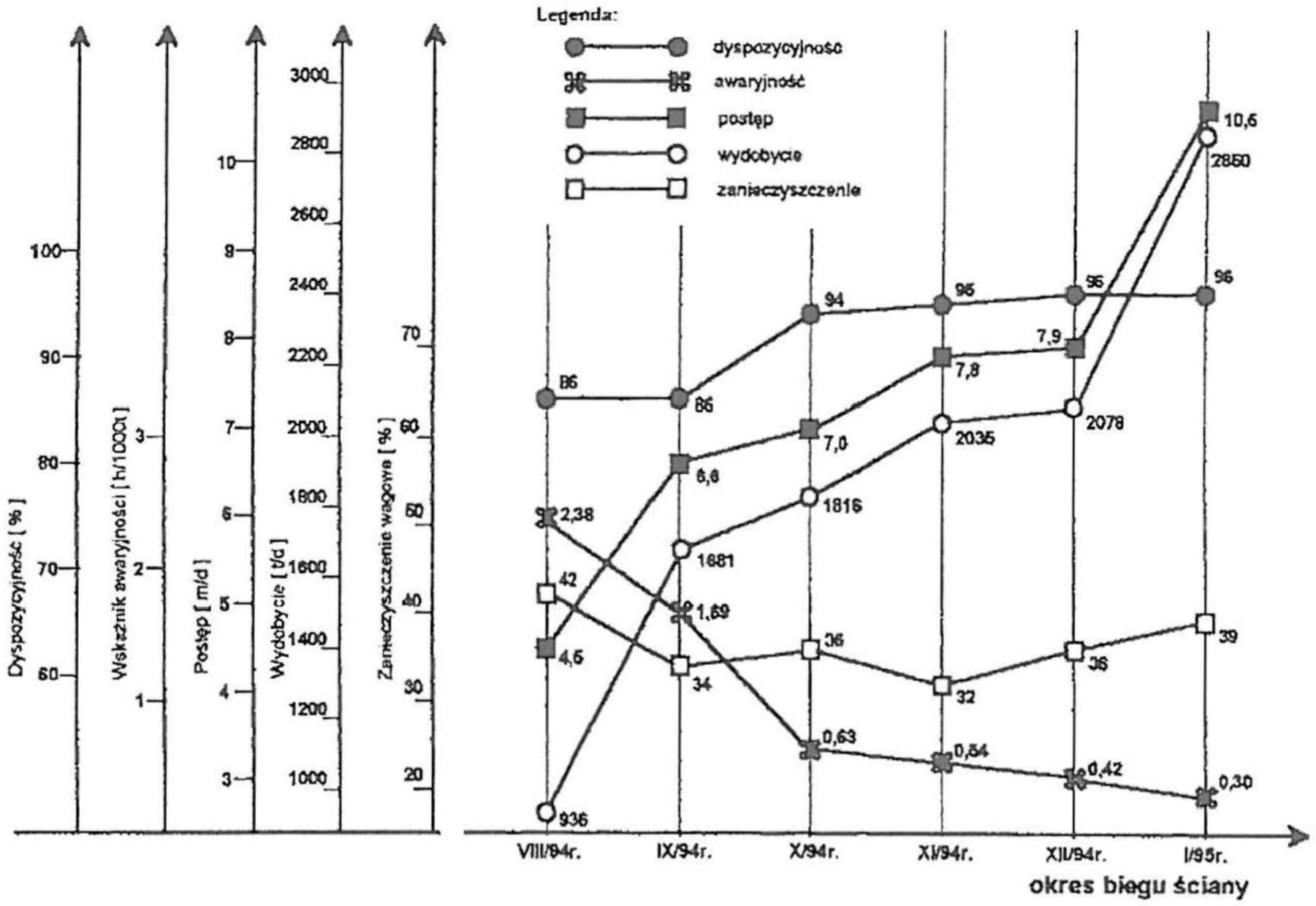
Na uwagę zasługuje fakt, iż pomimo lokalizacji ściany na głębokim podpoziomie, co związane było z bardzo długą odstawą, dalekim transportem materiałów i uciążliwą drogą dojścia załogi, osiągnięte wyniki znacznie przekraczają średnie, uzyskiwane w porównywalnych warunkach.

Szczególnie docenić trzeba wynik osiągnięty przez ścianę nr 140 w pokł. 328 w styczniu 1995 roku.

Wyniki ściany nr 140 w pokł. 328 na całym jej wybiegu przedstawiono w tabeli 6 oraz na rysunku 6.

Tabela 6. Wyniki ściany nr 140 w pokł. 328 w KWK Dębieńsko
Table 6. The results of longwall 140 in coal bed 328 in Dębieńsko Coal Mine

Lp.	Wyszczególnienie	Jedn.	VIII 94	IX 94	X 94	XI 94	XII 94	I 95	Średnio	Sumy
1.	Długość	m	188,5	188,7	188,0	187,4	188,1	188,5	188,2	
2.	Wysokość ściany całkowita	m	1,39	1,35	1,35	1,27	1,33	1,32	1,34	
3.	Grubość pokładu — brutto	m	1,28	1,25	1,26	1,19	1,21	1,19	1,23	
4.	Grubość pokładu — netto	m	1,16	1,13	1,12	1,08	1,10	1,07	1,11	
5.	Postęp miesięczny	m/m-c	49	145	147	155	167	232		
6.	Liczba dni roboczych		22	22	21	20	21	22		128
7.	Postęp dobowy	m/d	4,5	6,6	7,0	7,8	7,9	10,5	7,16	
8.	Postęp na zmianę	m/pzm	1,23	1,73	1,79	2,01	2,04	2,64	1,91	
9.	Zabiór	m	0,50	0,56	0,59	0,59	0,59	0,59	0,59	
10.	Śr. wydobycie dobowe — netto	t/d	936	1 681	1 816	2 035	2 078	2 850	1 896,5	
11.	Śr. wydobycie na zm. — netto	t/pzm	429	440	465,1	528,6	538,9	712,5	519,0	
12.	Śr. wydobycie dobowe — brutto	t/d	2 043	2 365	2 573	2 725	2 928	4 092	2 787,7	
13.	Śr. wydobycie na zm. — brutto	t/pzm	562	619	659	707,8	759,2	1 023,1	721,7	
14.	Zmienność	pzm/d	3,64	3,82	3,90	3,85	3,86	4,00	3,85	
15.	Czas pracy	min	310	310	310	310	310	310	310	
16.	Wydobycie — netto	t/m-c	17 157	36 977	38 138	40 706	43 658	62 700		239 326
17.	Wydobycie — brutto	t/m-c	22 468	52 026	54 029	54 503	61 494	90 033		334 553



Rys. 6. Wskaźniki ściany nr 140 w pokł. 328 KWK Dębieńsko
Fig. 6 Technological indexes of longwall 140 in coal bed 328 in Dębieńsko Coal Mine

2.4. Charakterystyka i wyniki produkcyjne ściany nr 2 w pokł. 327 kopalni Dębieńsko

Wyniki produkcyjne osiągnięte w ścianie nr 2 w pokł. 327 są przykładem wzrostu koncentracji produkcji w ścianie o długości 230 m.

Warunki górniczo-geologiczne w ścianie nr 2 w pokładzie 327

grubość pokładu	—	1,4—1,7 m
nachylenie pokładu	—	13—20°
twardość węgla wg Protodiakonowa	—	1,37
klasa stropu	—	B lok. C wg GIG
stopień zagrożenia wodnego	—	I
kategoria zagrożenia metanowego	—	niemetanowy
klasa zagrożenia pyłowego	—	A
zagrożenie tąpaniami	—	nie występuje
wysokość ściany	—	1,4—1,7 m
długość ściany	—	230 m
wybieg ściany	—	400 m
system eksploatacji	—	ścianowy, podłużny
system likwidacji	—	na zawał
kierunek wybierania	—	od pola.

Wyposażenie ściany nr 2 w pokładzie 327

Ściana wyposażona jest w następujące urządzenia energo-maszynowe:

— kombajn typu KGS-245. Kombajn wyposażony jest w organy urabiające o średnicy 1400 mm, z nożami stycznymi-obrotowymi, napędzane silnikami o mocy 120 kW.,

— przenośnik zgrzebłowy Rybnik-225/750/55-160/BP/K-200 wyposażony w dwie przekładnie równoległe typu Rybnik , usytuowane na napędzie wysypowym i zwrotnym od strony zawału, z silnikami o mocy 55/160 kW. Napędy wysypowy i zwrotny (najazdowy) wyposażone są w urządzenia kotwiąco-przesuwne,

— obudowę zmechanizowaną Glinik-08/22-OzK, w tym w trzy sekcje obudowy ze stopnicami wychylno-wysuwnymi przy chodniku podścianowym i w dwie przy chodniku nadścianowym. Obudowa zasilana jest pompami wysokociśnieniowymi typu T-100.

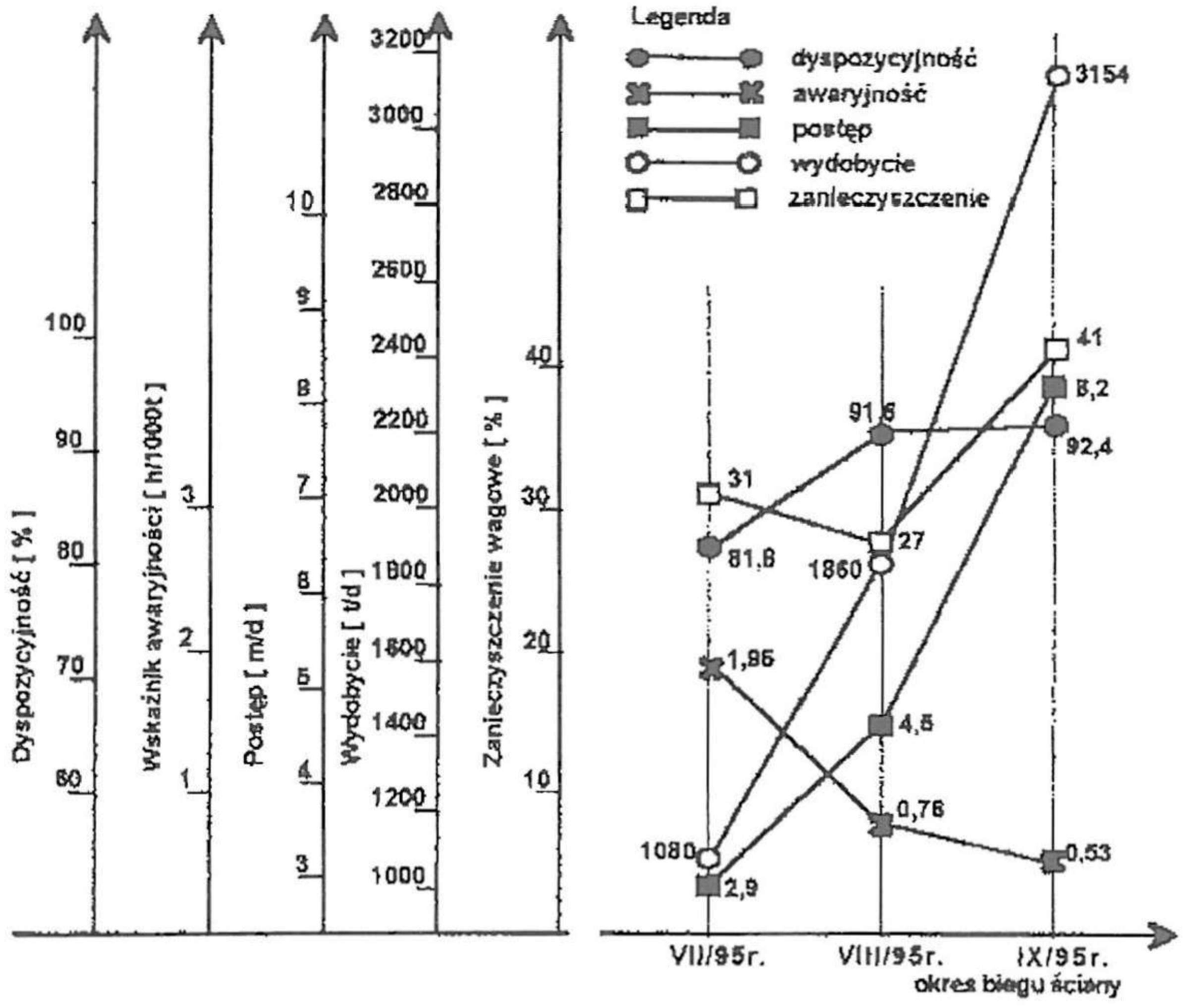
Sposób prowadzenia ściany nr 2 w pokł. 327

Ściana wybierana jest systemem podłużnym z zawałem stropu. Chodnik podścianowy przeznaczony jest do doprowadzenia świeżego powietrza oraz odstawy urobku i jest likwidowany za postępem ściany. Chodnik nadścianowy przeznaczony jest do odprowadzania zużytego powietrza oraz transportu materiałów i jest likwidowany za postępem ściany. Urabianie w ścianie odbywa się dwukierunkowo. Zastosowany typ kombajnu zapewnia urabianie pokładu na pełną grubość oraz w systemie bezwnękowym.

Wyniki ściany nr 2 w pokł. 327 na całym jej wybiegu przedstawiono w tabeli nr 7 oraz na rysunku nr 7.

Tabela 7. Wyniki ściany nr 2 w pokł. 327 w KWK Dębieńsko
Table 7. The results of longwall 2 in coal bed 327 in Dębieńsko Coal Mine

Lp.	Wyszczególnienie	Jedn.	VII 95	VIII 95	IX 95	Średnio	Sumy
1.	Długość	m	231,5	230,4	229,8	230,3	
2.	Wysokość ściany całkowita	m	1,70	1,67	1,63	1,65	
3.	Grubość pokładu – brutto	m	1,44	1,58	1,61	1,55	
4.	Grubość pokładu – netto	m	1,37	1,46	1,40	1,41	
5.	Postęp miesięczny	m/m-c	56	100	172		
6.	Liczba dni roboczych		19	22	21		62
7.	Postęp dobowy	m/d	2,9	4,5	8,2	5,3	
8.	Postęp na zmianę	m/pzm	1,40	1,49	2,07	1,65	
9.	Zabiór	m	0,46	0,52	0,51	0,50	
10.	Śr. wydobycie dobowe – netto	t/d	1 080	1 860	3 154	2 059	
11.	Śr. wydobycie na zm. – netto	t/pzm	513	611	798	672	
12.	Śr. wydobycie dobowe – brutto	t/d	1 643	2 410	4 142	2 762	
13.	Śr. wydobycie na zm. – brutto	t/pzm	781	791	1 048	901	
14.	Zmianowość	pzm/d	2,11	3,05	3,95	3,06	
15.	Czas pracy	min	330	330	330	330	
16.	Wydobycie netto	t/m-c	29 526	40 920	66 228		127 674
17.	Wydobycie – brutto	t/m-c	31 221	53 016	86 979		171 216



Rys. 7. Wskaźniki ściany nr 2 w pokł. 327 KWK Dębieńsko

Fig. 7. Technological indexes of longwall 2 in coal bed 327 in Dębieńsko Coal Mine

3. Praktyczne rozwiązania poprawiające efektywność eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego w wàrunkach KWK Dębieńsko

Do końca 1993 roku ściany w cienkich pokładach wyposażone były w kompleksy ścianowe, w skład których wchodzily, w różnych zestawieniach kombajny typu: KWB-3RNS, KWB-3DS/ZN, KGS-200, przenośniki typu Rybnik-80 i zmechanizowane obudowy typu Glinik-066/16-0zK i Glinik-08/22-0zK. Wyżej wymienione maszyny, odpowiednio zestawione w zmechanizowane kompleksy, w latach 1989—1993 pozwalały na uzyskiwanie średniego wydobycia z jednej ściany 700—850 ton, co w porównaniu z wynikami osiaganymi w światowym górnictwie, w porównywalnych warunkach górniczo-geologicznych, okazało się wysoce niezadowalajace.

Na niskie wyniki produkcyjne w latach 1989—1993 składało sie wiele przyczyn, takich jak:

— duża awaryjność maszyn i urządzeń,
— mała trwałość maszyn, odbiegająca od stawianych im wymagań,
— mała moc silników zainstalowanych w maszynach,
— szereg wadliwych rozwiązań konstrukcyjnych maszyn i urządzeń,
— mało efektywne technologie prowadzenia ścian,
— niewłaściwa organizacja pracy.

Fakt zlokalizowania 70,5% zasobów operatywnych w cienkich pokładach węgla zmusił kopalnię do poszukiwania i stosowania rozwiązań pozwalających na ich efektywniejszą eksploatację. Na przełomie lat 1993—1994 kopalnia przystąpiła do wymiany przestarzałych maszyn i urządzeń w oddziałach wydobywczych.

W wyniku:

— zastosowania kombajnów KGS-245, KGS-275 i KGS-345 produkowanych przez Fabrykę Maszyn Górniczych FAMUR S.A.,

— wyposażenia kombajnów w silniki o zwiększonej mocy (120 kW), napędzające organy urabiajace,

— wprowadzenia nowej generacji przenośników ścianowych typu: Rybnik-225/750/55-160/BP/K-200, PSZ-250/750/55-160 BP-Nowomag, PF-4/2.2/743 — Westfalia,

— zastosowania na wlotach i wylotach ze ścian obudowy zmechanizowanej ze stropnicami wychylno-wysuwnymi produkcji Fabryki Maszyn „Glinik" S.A.,

— wdrożenia nowatorskiego rozwiązania (tzw. „najazdów"), umożliwiajacego urabianie pokładow kombajnami w rejonie napędów przenośnika ścianowego,

— zastosowania nowego typu układaków przewodu kombajnowego,

— zmiany sposobu łączenia taśm przenośnikowych (szycia typu MATO),

— selektywnej eksploatacji złoża,

— zmiany koncepcji rozcinki pokładów,

— przykotwiania łuków stropnicowych obudowy chodnikowej do stropu, a tym samym wyeliminowania szyn podciągowych,

— wprowadzania dwukierunkowego urabiania kombajnami,

— zmiany organizacji pracy oddziałów wydobywczych (wydobycie na 4 zmiany), osiągnięto znaczny wzrost koncentracji produkcji w ścianach, co przedstawiają tabele 3, 4, 5 oraz rysunki 1, 2, 3, 4 i 5, oraz przykłady ścian nr 140 w pokł. 328 i nr 2 w pokł. 327.

Zastosowanie najnowocześniejszych rozwiązań oferowanych przez krajowy przemysł maszyn górniczych, zmiana i poprawa organizacji pracy doprowadziły do wzrostu koncentracji produkcji. Nie osiągnięto jednak zadowalających wyników produkcyjnych zakładających 3000 t/dobę ze ściany w pokładzie o miąższości 1,0—1,5 m.

Problemem technicznym przy eksploatacji ścian w pokładach cienkich, rzutującym na wielkość wydobycia jest znacznie ograniczony przekrój poprzeczny przodku ścianowego oraz brak funkcjonalnych maszyn o odpowiednich parametrach technicznych, umożliwiających prawidłową współpracę.

Do przyczyn takiego stanu rzeczy należy zaliczyć:

a) zbyt duże gabaryty kombajnu prowadzonego po przenośniku, a co za tym idzie — konieczność zawyżenia ściany do wysokości zapewniającej bezkolizyjny przejazd kombajnu pod stropnicami obudowy.

Zapewnienie odpowiednich luzów technologicznych w ścianie (tab. 8) zmusza kopalnię do stosowania odpowiedniej wielkości organów urabiających, co z kolei powoduje nadmierne

Tabela 8. Luzy technologiczne

Table 8. Technological distance between mechanical miner and girder of support section

Wysokość ściany		[mm]	1000	1050	1100	1150	1200	1300	1400	1500
Luz technologiczny przy seksji	przeciągniętej	[mm]	60	110	160	210	260	360*	460	560
	nie przeciągniętej	[mm]	120	170	220	270	320	420	530	620

* Przez luz technologiczny należy rozumieć odległość pomiędzy korpusem kombajnu a stropnicą obudowy zmechanizowanej.

przycinanie skał otaczających pokład i w końcowym efekcie doprowadza, w bardzo dużym stopniu, do zwiększenia zanieczyszczenia urobku.

W warunkach KWK Dębieńsko, przy średnim zanieczyszczeniu pokładów wynoszącym 24%, konieczność przycinki skał otaczających pokład do wysokości ściany 1,3 m powoduje wzrost zanieczyszczenia do około 56%. Sytuacja taka ma miejsce przy zastosowaniu organów urabiających o średnicy 1250 mm.

W tabeli 9 przedstawiono analizę zanieczyszczeń wagowych przy założonej średnicy organu urabiającego.

Tabela 9. Zanieczyszczenie wagowe w zależności od średnicy organu urabiającego
Table 9. Waste rock yield versus diameter of mechanical miners breaker

Średnica organu urab. 1100 mm				Średnica organu urab. 1150 mm				Średnica organu urab. 1250 mm			
Grubość pokładu [m]	Grubość skały [m]	Zaniecz. wagowe [%]	Ilość skały na 1000 t uzysku węgla [t]	Grubość pokładu [m]	Grubość skały [m]	Zaniecz. wagowe [%]	Ilość skały na 1000 t uzysku węgla [t]	Grubość pokładu [m]	Grubość skały [m]	Zaniecz. wagowe [%]	Ilość skały na 1000 t uzysku węgla [t]
1,00	0,18	41	695	1,00	0,23	46	852	1,00	0,33	56	1 273
1,05	0,13	33	493	1,05	0,18	39	639	1,05	0,28	50	1 000
1,10	0,08	24	352	1,10	0,13	32	471	1,10	0,23	44	786
				1,15	0,08	24	333	1,15	0,18	37	587
								1,20	0,13	31	449
								1,25	0,08	24	316

Zastosowanie organów urabiających o mniejszej średnicy w kombajnie posadowionym na trasie przenośnika, jak w przypadku KGS-245, w praktyce stwarza bardzo duże trudności z załadowaniem urobionego węgla na przenośnik wskutek małego prześwitu pomiędzy ramieniem kombajnu a przenośnikiem, a co za tym idzie — stwarza ryzyko zaniżenia ściany do wysokości uniemożliwiajacej przejazd kombajnu.

b) zbyt mały zabiór kombajnu, który dla zwiększenia wydobycia ze ściany wymusza konieczność wykonywania przez kombajn dużej liczby cykli.

W tabeli 10 i na rysunku 8 przedstawiono wpływ zabioru i ilości cykli na możliwość osiągnięcia żądanej wysokości wydobycia — 3000 t/dobę w warunkach KWK Dębieńsko.

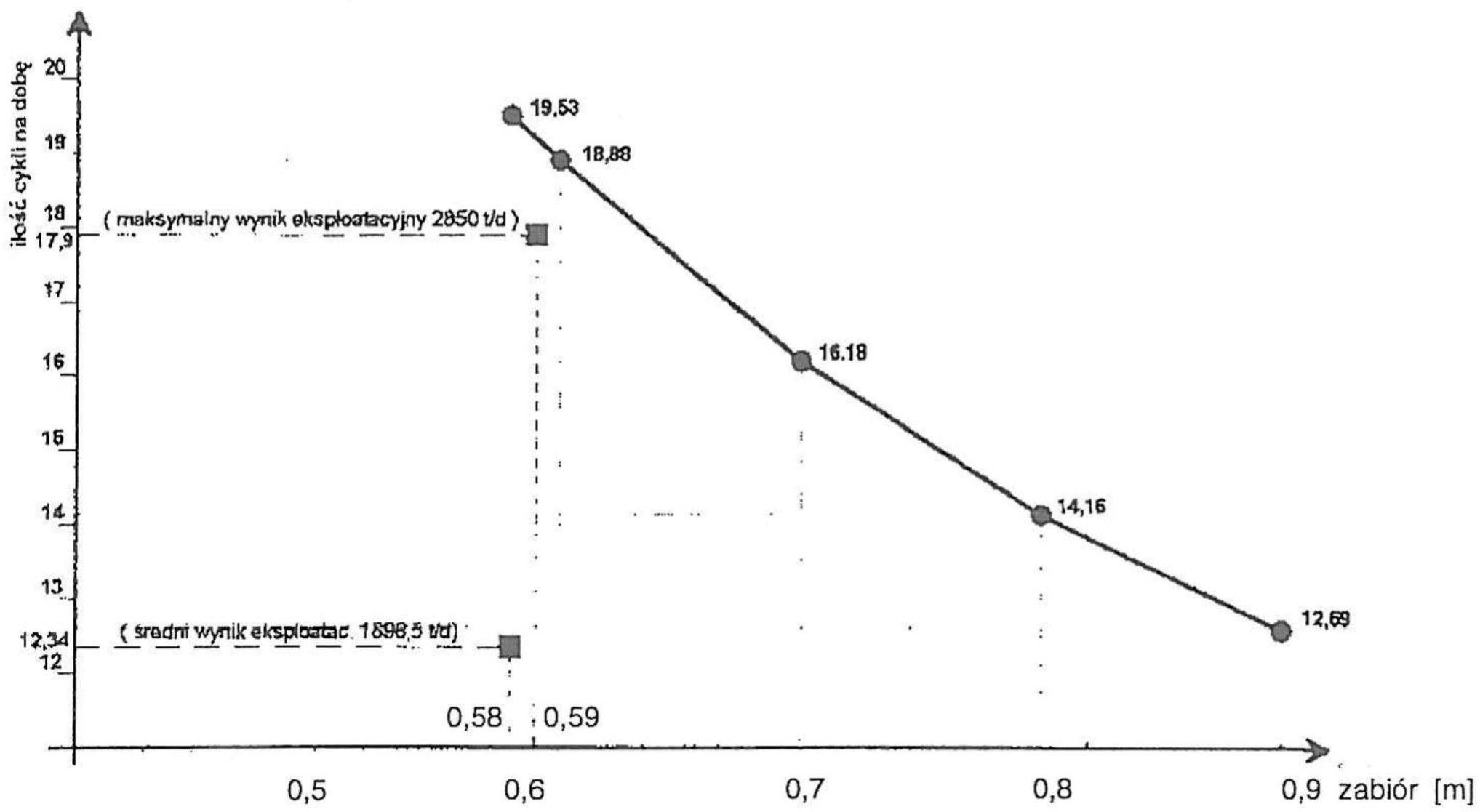
Z wykresu (rys. 8) wynika, że przy obecnie stosowanych zabiorach w kombajnach typu KGS-245 dla osiągnięcia wydobycia rzędu 3000 t/dobę (ściana o długości 188 m i wysokości pokładu 1,12 m) należy wykonać 19,5 cykla, co jest trudne do osiągnięcia. Kombajn wtedy musiałby poruszać się z dużą prędkością, natomiast barierą ograniczajacą prędkość jest za mała jego moc, zbyt mała skuteczność załadowania urobku na przenośnik oraz utrudnione warunki dla poruszania się obsługi kombajnu w polu przejścia.

Skuteczność procesu ładowania jest czynnikiem determinującym zarówno technologię urabiania ściany kombajnem, jak i efektywność całego kompleksu zmechanizowanego. Zbyt mała skuteczność samego ładowania stanowi ograniczenie prędkości posuwu maszyny urabiającej, a tym samym i jej wydajności.

Tabela 10. Praktyczne średnie i maksymalne wyniki eksploatacyjne ściany nr 140 w pokł. 328, wielkości parametrów eksploatacyjnych dla uzyskania wydobycia 3000 t/d

Table 10. The average and maximal output of longwall 140 in coal bed 328 and predicted exploitation parameters for 3000 t/day output

Parametry ściany		Wydobycie [t/d]	Zabiór [m]	Postęp		Ilość cykli na dobę	Uwagi
Długość L = 188 m	Grubość pokładu netto h_w = 1,12 m			[m/d]	[m/mc]		
		1 896,5	0,58	7,16	157,50	12,34	Średni wynik eksploatacyjny
		3000	0,58	11,33	249,26	19,53	Przewid. wynik przy śr. zabiorze
		3000	0,60	11,33	249,26	18,88	Przewidywany wynik przy założonym teoretycznie zabiorze
		3000	0,70	11,33	249,26	16,18	
		3000	0,80	11,33	249,26	14,16	
		3000	0,90	11,33	249,26	12,59	
		2850	0,59	10,55	232,0	17,90	Maks. wynik eksploatacyjny



Rys. 8. Wykres zależności zabioru i ilości cykli do zakładanego poziomu wydobycia 3000 t/d w porównaniu do wyników osiągniętych w ścianie nr 140 w pokł. 328

Fig. 8. Relation between number of cycles and web of longwall face for predicted 3000t/day output compared to results of longwall 140 in coal bed 328 in Dębieńsko Coal Mine

c) brak odpowiedniego przenośnika ścianowego wraz z napędami umożliwiającymi bezkolizyjną współpracę z kombajnem w ich obrębie poniżej spągu przy urabianiu ściany w pełnym jej zakresie, tzn. od chodnika do chodnika, w sytuacji kiedy napędy są usytuowane w ścianie.

Zmusza to kopalnię do stosowania rozwiązań zastępczych w postaci „najazdów" umożliwiających wykorzystanie pracujących kombajnów z szerokimi ramionami, bez konieczności wymiany ich na nowy typ z wąskimi ramionami. Przy obecnych rozwiązaniach konstru-

kcyjnych napędów wysypowych i stosowanych „najazdach", pełne rozwiązanie mozliwości urabiania na całej długości kadłuba wysypowego poniżej spągu jest niemożliwe.

Należy w dalszym ciągu poszukiwać rozwiązań umożliwiających całkowitą eliminację wnęk kombajnowych, stanowiących zagrożenie bezpieczeństwa pracy, w przypadku kiedy warunki górniczo-geologiczne zmuszają nas do usytuowania napędów przenośnika w ścianie.

d) niedostosowanie obudowy do zwiększonych zabiorów kombajnu. Obudowa powinna zapewnić odpowiednie zabezpieczenie stropu oraz gabaryty przejścia.

Zwiększenie pola przejścia stworzy możliwość łatwiejszego i szybszego poruszania się obsługi, poprawę komfortu pracy, umożliwiając efektywne wykorzystanie prędkości posuwu kombajnu. Czas przesuwu obudowy powinien być dostosowany do zakładanych postępów dobowych, a co za tym idzie — zwiększonej liczby cykli kombajnu.

e) bardzo ważnym czynnikiem mającym wpływ na wielkość produkcji jest moc silników zainstalowanych w maszynach przodkowych. Zbyt mała moc silników maszyny urabiajacej w stosunku do wskaźnika urabialności węgla ogranicza wielkość wydobycia ze ściany lub wręcz uniemożliwia jej postęp bez stosowania środków zmniejszających opory urabiania, jak np. nawadnianie, strzelanie wstrząsowe itp., natomiast moc silników przenośników ścianowych ma wpływ na długość ściany, a co za tym idzie na ilość robót przygotowawczych i przezbrojeniowych.

Tabele 11 i 12 pokazują, jakie należałoby osiągać dobowe postępy ścianami o długościach odpowiednio 250 m (tab. 11) i 200 m (tab. 12), aby przy grubościach pokładu w granicach od 1,0 do 1,5 m osiągać założony poziom wydobycia 3000 t/d netto.

Tabela 11. Przewidywane postępy ścian przy zakładanym wydobyciu i grubości pokładu dla ściany długości 250 m

Table 11. The predicted longwall face advance for different output and coal bed thickness in the case of 250 m longwall face length

Planowane wydobycie	Grubość pokładu [m]					
	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5
2000	6,25 m/d	5,59 m/d	5,13 m/d	4,73 m/d	4,40 m/d	4,10 m/d
2600	8,00 m/d	7,27 m/d	6,66 m/d	6,15 m/d	5,71 m/d	5,33 m/d
3000	9,23 m/d	8,39 m/d	7,69 m/d	7,10 m/d	6,59 m/d	6,15 m/d

Tabela 12. Przewidywane postępy ścian przy zakładanym wydobyciu i grubości pokładu dla ściany długości 200 m

Table 12. The predicted longwall face advance for different output and coal bed thickness in the case of 200 m longwall face length

Planowane wydobycie	Grubość pokładu [m]					
	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5
2000	7,69 m/d	6,99 m/d	6,41 m/d	5,92 m/d	5,49 m/d	5,13 m/d
2600	10,00 m/d	9,09 m/d	8,33 m/d	7,69 m/d	7,14 m/d	6,67 m/d
3000	11,54 m/d	10,49 m/d	9,62 m/d	8,88 m/d	8,24 m/d	7,69 m/d

Uwaga: dane opracowano przy założeniu 22 dni roboczych w miesiącu i zanieczyszczeniu 24%.

Gwarancją zmniejszenia awaryjności maszyn wchodzących w skład kompleksu jest przyjęcie kierunku profilaktyki remontowej, której głównym celem jest zapobieganie awariom, a nie tylko ich usuwanie. Prowadzona w kopalni analiza potwierdza słuszność obranego kierunku profilaktyki, dzięki której ograniczono ilość awarii do minimum, przez co uzyskano bardzo dużą dyspozycyjność kombajnów.

Następnym etapem prowadzącym do osiągnięcia wysokiej dyspozycyjności kompleksu ścianowego jest wprowadzenie sprawnego systemu diagnostyki, sterowania oraz monitoringu pracy. Dzięki wprowadzeniu nowej generacji maszyn o większej wydajności oraz uzyskaniu ich dużej dyspozycyjności wprowadzono zmiany w sferze organizacyjnej, polegajace na zwiększeniu zmianowości pracy ścian.

Stwierdzić jednak należy, że w warunkach kopalni Dębieńsko stałe utrzymywanie pracy ścian w układzie czterozmianowym jest czasami niemożliwe ze względu na jakość pokładów, zdolności wydobywcze poziomów oraz współzależność z robotami przygotowawczymi, zbrojeniowymi prowadzonymi w rejonach ścian oraz robotami związanymi z utrzymaniem dróg przewozowych.

W przedstawionych analizach i rozważaniach nie ujęto wyników ściany nr 229 w pokł. 326/5 wyposażonej w kombajn KGS-345 i przenośnik typu PF-4/2.2/743 — WESTFALIA ze względu na jej krótki bieg.

4. Zakończenie

Z przedstawionej analizy problemu wybierania ścian w cienkich pokładach wynika, że w dalszym ciągu odczuwalny jest brak wysoko wydajnego, niezawodnego i zunifikowanego ścianowego kompleksu do eksploatacji pokładów o miąższości 1,0—1,5 m, pozwalającego na osiąganie wydobycia rzędu 3000 t/dobę netto. Na skutek tego kopalnia dokonała szeregu opracowań i analiz obejmujących wyniki eksploatacyjne osiągane przez pierwszy wprowadzony kombajn KGS-245 do KWK Dębieńsko w porównaniu do wyników osiąganych przez kombajny pracujące w podobnych warunkach górniczo-geologicznych w całym resorcie górnictwa. Z opracowań tych wynika, że żadna z analizowanych maszyn urabiających produkcji krajowej nie spełnia wymogów do osiągnięcia efektywnych wyników produkcyjnych. W związku z tym kopalnia zleciła odpowiednim Ośrodkom Badawczo-Rozwojowym wykonanie szeregu ekspertyz technicznych i ekonomicznych mających na celu wskazanie właściwej maszyny urabiającej dla warunków KWK Dębieńsko.

W czasie kilku spotkań przedstawicieli Zarządu Gliwickiej Spółki Węglowej S.A. i kierownictwa kopalni Dębieńsko z konstruktorami i producentami maszyn górniczych stwierdzono, że:

— obecnie nie ma możliwości wykonania kompleksu kombajnowego do wybierania pokładów o miąższości poniżej 1,1 m,

— słuszne jest podjęcie decyzji przesunięcia kombajnu z przenośnika na spąg, ponieważ przy wysokości ściany 1,1—1,25 m kombajn poruszający się po przenośniku jest za wysoki,

— poziom rozwiązań konstrukcyjnych polskich przenośników ścianowych jest wysoki, ale wskazano słabe strony w samym wykonaniu poszczególnych elementów,

— słuszne byłoby zwiększenie zabioru kombajnów węglowych i dostosowanie do tego obudowy zapewniajacej zabezpieczenie stropu odpowiadajace własnościom fizykomechanicznym skał stropowych oraz swobodne przejście dla załogi.

Podjęto także następujące decyzje:

— skonstruować i wdrożyć do połowy 1996 roku w KWK Dębieńsko wysoko wydajny i niezawodny kompleks ścianowy dla ścian w pokładach o miąższości 1,1—1,5 m,

— kombajn wchodzący w skład wspomnianego kompleksu powinien mieć zabiór 0,8 m, i musi zagwarantować uzyskanie prędkości posuwu 5—6 m/min. przy całkowitym zawrębieniu,

— przenośnik ścianowy musi zagwarantować możliwość pracy przy długości minimum 250 m i nachyleniu podłużnym do 35°, z możliwością zabudowania napędów zarówno w ścianie, jak i w chodnikach i z przekładniami prostopadłymi lub równoległymi wyposażonymi w silniki o mocy do 250 kW,

— wykonać odpowiednią dwustojakową obudowę zmechanizowaną z jednolitą stropnicą, przystosowaną do zabioru 0,8 m zapewniającą swobodne przejście załogi oraz zabezpieczenie stropu.

Przekazano 6 listopada 1995 r.

Practical solutions which improve the effectiveness of exploitation of thin hard coal beds

Abstract

The article presents the practical-organisational solutions which were used in the Coal Mine Dębieńsko in the years 1994—1995 and which were tending towards improving effectiveness of exploitation of thin coal bed based on the used solutions and the results achieved from 1899 till 1993.

This text shows the necessity of stopping and retreating unfavourable tendencies in too small amount of exploited coal from thin bed in the relation to an amount of coal left in deposit.

The technical-organisational solutions presented in this article, show the possibility of improving the effectiveness of exploitation of thin beds and also the necessity of taking various works to extend mining from the strata of 1,0—1,5 m with the help of the hitherto experiences.

There is not any information about the bed thiner than 1,0 m.

Seria „Wykłady" nr 13 Szkoły
Eksploatacji Podziemnej '96, s. 107—114

Maciej CZERNICKI, Stanisław KOWALSKI,
Jan KUCZA, Paweł SZCZUREK
Rybnicka Spółka Węglowa S.A., Rybnik

Ścianowy kompleks ciągłego urabiania CLM Heintzmann — w KWK 1 Maja

Słowa kluczowe
Eksploatacja cienkich pokładów węgla-maszyny górnicze-ocena ekonomiczna

Streszczenie

W opracowaniu omówiono sposób doboru oraz charakterystykę techniczną kompleksu ścianowego CLM Heintzmann w KWK 1 Maja. Scharakteryzowano warunki górniczo-geologiczne eksploatacji i ograniczenie zwiększenia koncentracji wydobycia. Podkreślono zalety kompleksu ścianowego CLM w odniesieniu do tradycyjnej technologii.

Omówiono wyniki produkcyjne dla ścian wyposażonych w kompleks CLM w KWK 1 Maja w latach 1993—1994.

1. Wstęp

Kopalnia Węgla Kamiennego 1 Maja należąca do Rybnickiej Spółki Węglowej S.A. prowadzi eksploatację w trudnych warunkach górniczo-geologicznych, w pokładach cienkich o miąższości nie przekraczającej 1,5 m. Warunki te rzutują na wyniki produkcyjne kopalni, która w 1992 r. osiągnęła średnie dobowe wydobycie na poziomie 7200 t/d, przy średnim wydobyciu z jednej ściany 535 t/d i postępie 2,21 m/d; średnia liczba czynnych ścian wynosiła 14,5.

Uzyskane w 1992 r. wyniki produkcyjne, jakkolwiek znacznie lepsze od wyników osiąganych w latach poprzednich (np. w okresie 1987—1991 średnie dobowe wydobycie z jednej ściany wynosiło 370—390 t/d, a liczba czynnych ścian 20—22), nadal nie mogły być uznane za zadowalające.

W aspekcie rentowności kopalni i konkurencyjności na rynkach krajowych i zagranicznych konieczne były działania dla szybkiego zwiększenia koncentracji wydobycia, wzrostu wydajności i obniżenia kosztów produkcji.

Stosowane dotychczas powszechnie w kopalni wyposażenie ścianowe, a zwłaszcza urządzenia urabiające — krajowe strugi węglowe SWS-4M, mimo różnorakich prób, nie gwarantowało istotnego zwiększenia wydobycia z jednego przodka ścianowego i osiągnięcia pożądanego poziomu koncentracji produkcji.

W tej sytuacji zrodziła się w kopalni koncepcja wykorzystania do tych celów ścianowego kompleksu ciągłego urabiania CLM (Continuous Longwall Miner) opracowanego i wykonanego przez firmę Heintzmann. Przesłankę dla realizowania tej koncepcji stanowiły: nowatorstwo rozwiązań konstrukcyjnych, parametry techniczne i wydajnościowe, wyniki produkcyjne uzyskane w kopalni Niederberg, a w szczególności możliwość współpracy kompleksu z wyposażeniem ścianowym produkowanym w kraju, względnie możliwym do wykonania przez kopalnię 1 Maja we własnym zakresie.

Te właśnie względy zadecydowały o zastosowaniu kompleksu CLM w ścianie D-8 w pokładzie 620/1.

2. Dobór wyposażenia do warunków górniczo-geologicznych ściany D-8

Dobór wyposażenia technicznego dla prowadzenia ściany D-8 w pokładzie 620/1 z oczywistych względów musiał uwzględniać założenia planu ruchu oraz istniejące tam warunki górniczo-geologiczne, określone następującymi podstawowymi parametrami:

— długość ściany — średnio 175 m
— wybieg — ok. 730 m
— miąższość pokładu — 1,1—1,4 m (średnia 1,25 m)
— nachylenie pokładu — 13—17°
— skrawalność węgla — 3200—3800 N/cm
— sposób prowadzenia ściany — system podłużny z zawałem stropu, w kierunku od pola.

W stropie występuje łupek ilasty zapiaszczony, którego wskaźnik skrawalności wynosi 6070-6770 N/cm, i piaskowiec o wskaźniku 10.750 N/cm.

Rejon eksploatacji zaliczony jest do: I stopnia zagrożenia wodnego, IV kategorii zagrożenia metanowego, klasy B zagrożenia pyłowego oraz I stopnia zagrożenia tąpaniami.

Najlepszym sposobem urabiania w tych warunkach geologicznych byłoby ciągłe urabianie w ścianie.

3. Charakterystyka kompleksu CLM

Ścianowy kompleks ciągłego urabiania CLM przeznaczony jest do eksploatacji twardych i ciągliwych węgli w pokładach o miąższości 0,5—1,5 w ścianach o długości do 300 m i składa się z następujących podstawowych zespołów:

— stacji napędowych („strugowej" i „przenośnikowej") obejmujących ramy teleskopowe, hydrauliczne urządzenia napinające, gwiazdy napędowe, przekładnie stożkowo-czołowe, sprzęgła przeciążeniowe i silniki napędowe dwubiegowe,

— trasy przenośnika składającej się z rynien przenośnikowych, ramp prowadzących odociosowych, zastawek i urządzeń do korekcji poprzecznej,

— cięgna łańcuchowego wykonanego z łańcucha ogniwowego, zgrzebeł, jarzmowych śrub mocujących i szybkozłączy,

— zespołu głowic urabiająco-ładujących i ładujących,

— urządzenia do korekcji poprzecznej — mogą tu być zastosowane różne rozwiązania i odmiany konstrukcyjne.

Cechą charakterystyczną kompleksu ciągłego urabiania CLM w odróżnieniu od tradycyjnego układu „strug-przenośnik ścianowy" jest możliwość urabiania, ładowania i odstawy urobku przy użyciu jednego urządzenia.

W tym celu na cięgnie łańcuchowym bez końca zamontowane są zgrzebła oraz dwa zespoły głowic urabiająco-ładujących. Zgrzebła i głowice przesuwają się zarówno po ociosie w ścieżce strugowej, jak i w rynnach przenośnika. W czasie pracy kompleksu jeden zespół głowic urabia ocios, drugi natomiast wraca trasą odstawy, dzięki czemu możliwe jest ciągłe urabianie bez zmiany kierunku ruchu. Przemieszczanie zgrzebeł oraz głowic urabiająco-ładujących ze ścieżki strugowej do trasy odstawy następuje w wyniku kątowego usytuowania gwiazd napędowych. Zgrzebła i głowice urabiające doprowadzane są z położenia prawie pionowego do położenia poziomego i odwrotnie — z poziomego do pionowego, bez skręcania przy tym łańcucha, dzięki odpowiedniemu dobraniu kątów nachylenia prowadnic i gwiazdy napędowej.

Od strony ociosu łańcuch prowadzony jest przez zgrzebła, nie jest narażony na ścieranie i jest zawsze łatwo dostępny. Kompleks CLM nie ma dolnej trasy przenośnika ani też powrotnej trasy łańcucha strugowego.

Głowice urabiająco-ładujące podzielone są na dwa zespoły.

Standardowy zespół składa się z pięciu głowic. Liczbę głowic można zmieniać w zależności od warunków ruchowych. W razie potrzeby możliwe jest również zastosowanie w zestawie głowic ładujących.

Pierwsza głowica zespołu wyposażona jest w noże wykonujące wrąb, skrawające całym obwodem ostrza. Kolejne noże rozmieszczone na pozostałych głowicach skrawają tylko częścią obwodu ostrza. Ostatnia głowica urabiająca wyposażona jest w nóż przystropowy oraz przyspągowy. Taki układ noży pozwala na wydatne zmniejszenie sił skrawania.

Każda głowica wyposażona jest w pług ładujący, co pozwala na proporcjonalne rozdzielanie ładowanego urobku na poszczególne głowice, zmniejszenie oporów oraz zwiększenie skuteczności ładowania.

Odstawa urobku odbywa się w kierunku przeciwnym do kierunku urabiania na przenośniku, który w wyniku zastosowania podatnego układu połączeń rynien tworzy w wyrobisku ścianowym giętki ciąg. Na obu końcach usytuowane są zespoły napędowe oraz siłowniki hydrauliczne służące do wstępnego napinania łańcucha, umieszczone w teleskopowych rynnach.

4. Parametry techniczne kompleksu i wyposażenia

Zastosowany w KWK 1 Maja kompleks ciągłego urabiania posiada następujące parametry techniczne:

Zakres stosowania:

— wysokość wyrobiska ścianowego	— 0,7—1,5 m
— długość wyrobiska ścianowego	— do ok. 300 m
— nachylenie podłużne	— do 25° (możliwość do 25°)
— nachylenie poprzeczne	— do 10° po upadzie i do 13° po wzniosie

Napęd:

— moc napędu	— 2 × 105/315 kW
— moment napędowy	— maks. 250 000 Nm

— przekładnia — dwie przekładnie stożkowo-czołowe i = 42
— sprzęgło bezpieczeństwa — samowyłączalne
— gwiazda napędowa — 9 zębów
— cięgno łańcuchowe — łańcuch ogniwowy 38 × 137
— prędkość łańcucha — I bieg 0,5 m/s; II bieg 1,5 m/s

Przenośnik:

— szerokość rynny — 610 mm
— długość rynny — 1500 mm

Możliwe są do stosowania odcinki wyrównawcze o długości rynny 750 mm.

Głębokość skrawu — do 100 mm w zależności od oporu skrawania.

Siłowniki napinające łańcuch

— przy napędzie struga — skok do 600 mm
— przy napędzie przenośnika — skok do 450 mm (lub 600 mm).

Kompleks wyposażony jest w następujące zespoły i układy zasilania elektrycznego oraz sterowania:

— stacja kompaktowa — do zasilania wszystkich urządzeń ścianowych wraz z oświetleniem ściany, z 8 stycznikami 400 A,

— silniki elektryczne — asynchroniczne, dwubiegowe o mocy 105/315 kW na napięcie 1000 V z wirnikiem i stojanem chłodzonym emulsją z czujnikami zabezpieczeń termicznych i kontroli przepływu cieczy chłodzącej,

— pulpit sterowniczy wraz z układem sterowania mikroprocesorowego — do sterowania silników, wyboru rodzaju pracy, zasprzęglania sprzęgieł, sterowania siłownikami napinającymi łańcuch, koordynacji pracy czujników i zaworów elektromagnetycznych, z wyświetlaniem poszczególnych funkcji i sygnalizacją stanów awaryjnych,

— oświetlenie ściany — lampy na napięcie 220 V, świetlówki z zimną katodą, zasilane z transformatora zainstalowanego w stacji kompaktowej.

Kompleks CLM, a także jego wyposażenie elektryczne dopuszczone są przez Wyższy Urząd Górniczy do stosowania w niemetanowych i w metanowych zakładach górniczych, w pomieszczeniach i wyrobiskach ze stopniem „c" niebezpieczeństwa wybuchu metanu włącznie.

5. Wyposażenie ściany

Zastosowanie kompleksu CLM w ścianie D-8 poprzedzone było szczegółową analizą możliwości doboru krajowego wyposażenia ścianowego, celem zapewnienia optymalnych warunków współpracy wszystkich urządzeń w całym ciągu technologicznym i uzyskania możliwie najkorzystniejszych efektów.

Z tych względów w ścianie wraz z obudową zmechanizowaną typu Glinik 066/16 OzS z ręcznym sterowaniem przyległym zainstalowane zostały układy korekcji poprzecznej oraz stabilizacji podłużnej trasy przenośnika kompleksu CLM wyprodukowane przez Fabrykę Maszyn Glinik. Paremetry tych typowych urządzeń są ogólnie znane.

Dla zapewnienia łączności, sygnalizacji i wymaganych blokad zainstalowano krajowy system łączności ścianowej typu USG-86 produkowany przez Zakład Telemechaniki Górniczej ELEKTROMETAL.

Równocześnie dla usprawnienia czynności technologicznych w ścianie D-8 wykorzystane zostały opracowane i wykonane przez kopalnię 1 Maja we własnym zakresie takie urządzenia, jak:

— uniwersalna belka-płoza kotwiąca napęd wysypowy służąca zarówno do kotwienia, jak i przebudowy napędów; może ona być, w zależności od potrzeb, przebudowywana lub wykorzystywana do przebudowy układem siłowników hydraulicznych;

— uniwersalna belko-płoza do kotwienia i przebudowy napędów zwrotnych;

— urządzenie podwieszone do przesuwania maszyn i urządzeń w chodnikach wraz z postępem ściany;

— hydrauliczne dwusiłowniki — urządzenie do ciągłej przebudowy maszyn i urządzeń w ścianie i chodnikach przyścianowych.

Dla odstawy urobku zastosowano przenośnik zgrzebłowy podścianowy typu Grot 190/742/90, podwieszany, przesuwny, usprawniający odstawę szczególnie przy dużych dobowych postępach ściany.

Przy wylotach w ścianie dla zabezpieczenia stropu wykorzystano obudowę indywidualną, odpowiednio połączoną z obudową zmechanizowaną. Strop w rejonach skrzyżowań ściany z chodnikami przyścianowymi zabezpieczany był podwójnym rzędem kotwi stalowych mocowanych w stropie na całej długości, podtrzymujących łuki stropnicowe budowy chodnikowej. Kotwienie stropu w chodnikach wykonywane było z odpowiednim wyprzedzeniem frontu ściany.

6. Wdrożenie kompleksu CLM i wyniki produkcyjne w okresie pracy w ścianie D-8

Przed zainstalowaniem w ścianie, próbny odcinek kompleksu CLM długości 30 m zmontowany został wraz z układem sterowania, blokad i sygnalizacji na powierzchni kopalni dla przeprowadzenia prób oraz przeszkolenia załogi ścianowej, służb utrzymania ruchu i dozoru. Montaż kompleksu w ścianie wykonany został przez pracowników kopalni pod nadzorem specjalistów producenta, którzy nadzorowali również prace kompleksu w okresie jego rozruchu.

Montaż kompleksu w ścianie zakończony został w lipcu 1993 r., a okres do września tego roku wykorzystywany był dla przeszkolenia i przygotowania czterech brygad pracowników do obsługi urządzeń ścianowych w czasie normalnego ruchu ściany. Wydobycie w systemie czterozmianowym ze ściany D-8 rozpoczęło się od września 1993 r. i zakończyło w styczniu 1994 r.

W okresie eksploatacji ściany nie zanotowano żadnych większych awarii kompleksu i współpracujących z nim pozostałych urządzeń ścianowych.

7. Ocena wyników produkcyjnych i zastosowania kompleksu CLM w KWK 1 Maja

Wyniki produkcyjne uzyskane w ścianie D-8, w której zastosowano kompleks CLM, można uznać za zadowalające, zwłaszcza jeżeli uwzględni się fakt, że był to w warunkach KWK 1 Maja okres prób i praktycznych doświadczeń. Doświadczenia te powinny przynosić efekty w czasie użytkowania kompleksu w kolejnych jego miejscach pracy. Aktualnie kompleks zlokalizowany jest w ścianie D-10 w pokładzie 620/1.

Wydobycie ze ściany D-8, stanowiące ok. 30% ogólnego wydobycia kopalni, w widoczny sposób wpłynęło na wskaźnik koncentracji wydobycia i poprawę efektywności produkcji. Osiągnięte rezultaty ilustrują dane liczbowe i diagramy.

Dotychczasowe wyniki użytkowania kompleksu CLM w KWK 1 Maja wskazują, że w pokładach cienkich o miąższości do 1,5 m, a takie właśnie znajdują się w obszarze górniczym kopalni, możliwe jest prowadzenie przodków ścianowych o stosunkowo wysokiej koncentracji produkcji. Możliwość taka stwarza szansę osiągnięcia pożądanej i wymaganej rentowności działalności w kopalniach, które z różnych względów zmuszone są do wybierania pokładów cienkich oraz twardych i ciągliwych węgli.

Wyniki produkcyjne ściany D-8 w poszczególnych miesiącach w okresie wrzesień 1993 — styczeń 1994 oraz całej kopalni zestawione zostały w tabelach 1 i 2.

Tabela 1. Wydobycie i postęp ścian wyposażonych w kompleks ścianowy CLM
Table. 1. Extraction and advance of walls equipped with the CLM longwall complex

WYDOBYCIE I POSTĘP ŚCIANY D-8/620/1 (CLM-I)

Miesiące	Wydobycie [t/m-c]	Wydobycie [t/dobę]	Postęp [m/dobę]	Wydajność [kg/rdn]
IX 93	34 447	1 566	5,1	29 467
X 93	32 449	1 545	4,87	28 046
XI 93	43 475	1 976	6,47	34 559
XII 93	42 225	1 836	6,08	35 663
I 94	48 413	2 305	6,6	39 521
Suma	201 009			
Średnio	40 202	1 846	5,8	33 451

WYDOBYCIE I POSTĘP ŚCIANY D-10/620/1 (CLM-I)

Miesiące	Wydobycie [t/m-c]	Wydobycie [t/dobę]	Postęp [m/dobę]	Wydajność [kg/rdn]
III 94	16 977	1 212	4,1	19 205
IV 94	35 738	2 102	6,18	31 158
V 94	36 159	1 808	4,51	25 608
VI 94	36 443	1 822	4,92	25 809
VII 94	41 347	1 969	5,9	25 413
VIII 94	45 758	2 080	5,68	26 901
IX 94	13 263	1 206	3,68	15 846
Suma	225 685			
Średnio	32 241	1 777	5,0	24 277

WYDOBYCIE I POSTĘP ŚCIANY D-12/620/1 (CLM-I)

Miesiące	Wydobycie [t/m-c]	Wydobycie [t/dobę]	Postęp [m/dobę]	Wydajność [kg/rdn]
XI 94	34 394	1 720	4,47	21 323
XII 94	32 206	1 534	3,83	22 272
I 95	40 489	1 840	5,07	25 427
II 95	33 479	1 674	5,33	29 419
III 95	40 635	1 767	5,49	31 921
Suma	181 203			
Średnio	36 241	1 707	4,8	26 072
Suma [t] D-8, D-10, D-12	607 897			

tab. 1. cd.

tab. 1. cont.

WYDOBYCIE I POSTĘP ŚCIANY D-2/624 (CLM-II)

Miesiące	Wydobycie [t/m-c]	Wydobycie [t/dobę]	Postęp [m/dobę]	Wydajność [kg/rdn]
IV 95	27 246	1 603	5,39	29 297
V 95	32 640	1 632	4,89	26 667
VI 95	36 774	1 751	5,73	27 443
VII 95	35 888	1 709	6,34	26 157
I dek. VIII 95	13 400	1 675	6,54	29 474
Suma	145 948			
Średnio	29 189,6	1 674	5,8	27 807,6

W całym okresie eksploatacji łączne wydobycie ze ściany wynosiło 201,0 tys. ton, miesięcznie — średnio 40,2 tys. ton i dobowe — średnio 1844 ton, a maksymalne dobowe wydobycie wyniosło 3100 ton.

Należy zaznaczyć, że średnie wydobycie ze ściany w warunkach górniczo-geologicznych kopalni 1 Maja wzrosło z 793 t/d do 1137 t/d.

Tabela 2. Wyniki produkcyjne KWK 1 Maja

Table 2. Production results of 1 Maja Coal Mine

III 95

	T/D	T/M-C	M/D	KG/RDN
M-4/620/1	486	4 856	3,15	4 738
D-7/620/1	1 281	29 467	4,57	20 238
DM-2/607	1 226	24 520	4,04	21 120
M-6/620/1	516	11 860	1,97	10 034
PM-2/616	843	9 277	3,77	15 109
M-5/616	727	11 639	3,91	11 148
D-12/620/1	1 767	40 635	5,49	31 921

VII 95

M-6/620/1	518	9 331	2,11	7 531
PM-2/616	1 017	17 289	2,98	15 492
D-4a/620/2	909	19 082	4,1	14 187
D-1a/620/2	715	7 869	2,11	11 021
D-9/620/1	1 209	21 767	2,92	16 629
D-14/620/1	651	2 684	1,85	9 234
D-2/624	1 709	35 888	6,34	26 157

I dek. VIII 95

M-6/620/1	297		1,64	5 145
PM-2/616	425		1,48	13 492
D-9/620/1	938		1,98	17 007
D-14/620/1	313		1,04	8 929
M-5/616	638		1,38	16 776
D-2/624	1 675		6,54	29 474

tab. 2. cd.
tab. 2. cont.
1—20 VIII 1995

PM-2/616	385	5 000	1,63	8 375
M-5/616	677	8 800	3,25	18 925
D-9/620/1	938	12 200	2	19 902
D-1a/620/2	126	1 644	0,48	7 611
D-14/620/1	261	3 400	0,68	10 149
M-6/620/1	312	4 058	1,71	6 391
D-2/624	1 585	20 600	5,78	32 960

Przekazano 4 stycznia 1996 r.

Longwall complex of CLM Heintzmann continuous — in 1 Maja Coal Mine

Abstract

The paper presents the way of selection and technical characterization of the CLM Heintzmann longwall complex in 1 Maja Coal Mine. Mining — geological conditions of exploitation and limitations in the increasing of the mining concentration are characterized. Advantages of the CLM longwall complex in relation to traditional technology are emphasized.

Productive results for the longwalls equipped with the CLM complex in 1 Maja Coal Mine within 1993—1994 are discussed.

DYNAMIT SKALNY
w osłonkach z papieru impregnowanego
w osłonkach polietylenowych

BARBARYT POWIETRZNY

OPÓŹNIACZE DO LONTU DETONUJĄCEGO 20, 40 ms

TRÓJNITROREZORCYNA

ZŁĄCZKI DO LONTU

SALETROL

PRZEWÓD STRZAŁOWY

ERG BIERUŃ®
ZAKŁADY TWORZYW SZTUCZNYCH

PIROTECHNICZNY ELEKTROWYZWALACZ GAŚNICZY

ZAPALNIKI ELEKTRYCZNE
milisekundowe antyelektrostatyczne 15, 20, 25, 30, 40, 80 ms
półsekundowe antyelektrostatyczne
natychmiastowe ciśnieniowe
natychmiastowe antyelektrostatyczne

ZAKŁADY TWORZYW SZTUCZNYCH "ERG"
43-150 Bieruń, ul. Chemików 133
tel. (0-32) 11 60 900, telex 0312204, fax (0-32) 11 60 357

FABRYKA TAŚM TRANSPORTEROWYCH

STOMIL Wolbrom Spółka Akcyjna

ul. 1 Maja 100, 32-340 WOLBROM
Tel./Fax (032) 518019,(035) 431944, Wolbrom 8 lub 33
tel. komórkowy (090) 300 983, tlx 0312661, 0312833
konto bankowe: Bank Śląski o/Olkusz nr 319838-680201
NIP: 637-10-01-853

FTT STOMIL Wolbrom S.A. oferuje:

» taśmy tkaninowo-gumowe ogólnego przeznaczenia zwykłe i trudnozapalne,
» taśmy tkaninowo-gumowe trudnopalne, chloroprenowe dla górnictwa węgla kamiennego,
» taśmy tkaninowo-gumowe specjalne (odporne na ciepło, spożywcze, olejoodporne, z progami itp.),
» pasy pędne,
» płyty gumowe niewulkanizowane, wulkanizowane, bez i z przekładkami tkaninowymi (zwykłe, olejo-, kwaso-, i ługo-odporne),
» gumolit i wykładziny ryflowane,
» mieszanki gumowe (zwykłe, trudnozapalne, olejo-, kwaso-, ługoodporne i inne),
» wielowarstwowe gumowe zgarniacze do czyszczenia taśmy,
» płyty gumowe do wykładania przejazdów torowych.

stomil®

ROK ZAŁ. 1908