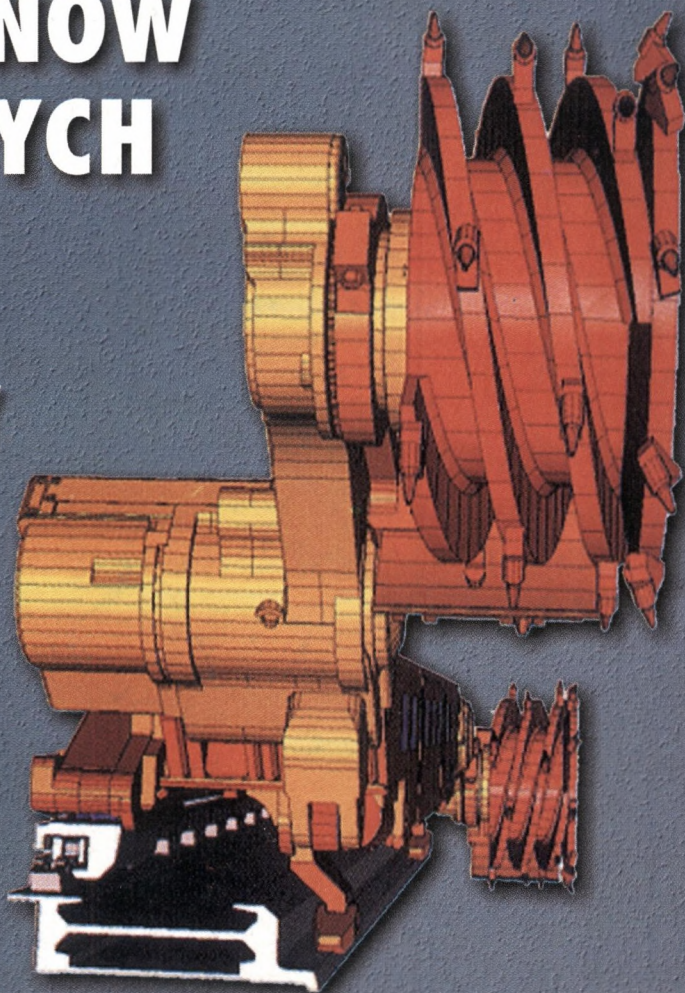


ZESZYTY NAUKOWE  
POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ



# EMPIRYCZNE PROGNOZOWANIE MOCY ŚCIANOWYCH KOMBAJNÓW BĘBNOWYCH

Witold BIAŁY



Gliwice 2005



POLITECHNIKA ŚLĄSKA  
ZESZYTY NAUKOWE  
NR 1665

**Witold BIAŁY**

**EMPIRYCZNE  
PROGNOZOWANIE MOCY  
ŚCIANOWYCH  
KOMBAJNÓW BĘBNOWYCH**

Gliwice 2005

***Opiniodawcy***

Prof. dr hab. inż. Józef JONAK

Prof. dr hab. inż. Krzysztof KRAUZE

***Kolegium redakcyjne***

Redaktor naczelny – Prof. dr hab. inż. Andrzej BUCHACZ

Redaktor działu – Prof. dr hab. inż. Franciszek PLEWA

Sekretarz redakcji – Mgr Elżbieta LEŚKO

***Redakcja***

Mgr Anna BŁAŻKIEWICZ

***Redakcja techniczna***

Alicja NOWACKA

**Wydano za zgodą**

**Rektora Politechniki Śląskiej**

PL ISSN 0372-9508

© Copyright by  
Witold BIAŁY  
Gliwice 2005

# SPIS TREŚCI

<b>SPIS OZNACZEŃ</b>	7
<b>1. WSTĘP</b>	11
<b>2. KRÓTKA CHARAKTERYSTYKA PROBLEMU</b>	14
2.1. Metody określania urabialności węgla	19
2.2. Metoda określania urabialności węgla aktualnie stosowana w Polsce	25
2.3. Wpływ ciśnienia górotworu na urabialność węgla	29
2.4. Próba określenia zależności pomiędzy wskaźnikami urabialności stosowanymi w Polsce	32
2.5. Analiza wyników z przeprowadzonych badań wskaźnika urabialności A	35
2.6. Wskaźnik urabialności $A_{\psi}$	40
2.7. Wskaźnik energochłonności urabiania	53
2.8. Analiza aktualnego stanu wyposażenia przodków ścianowych w maszyny urabiające (ścianowe kombajny bębnowe)	55
2.9. Podsumowanie	57
2.10. Sformułowanie problemu, cel i zakres pracy	59
<b>3. URABIALNOŚĆ WĘGLA</b>	63
3.1. Materiał węglowy a kąt boczny rozkruszenia węgla $\psi$	63
3.2. Teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE	63
3.3. Wyniki badań stanowiskowych urabialności	65
3.3.1. Podsumowanie wyników z badań stanowiskowych	76
3.4. Wyniki badań wskaźnika urabialności $A_{\psi}$ oraz kąta boczny rozkruszenia $\psi$ w Zagłębiu Górnos Śląskim	80
3.4.1. Podsumowanie wyników z badań w Zagłębiu Górnos Śląskim	83
3.5. Zależność pomiędzy wytrzymałością na jednokierunkowe ściskanie $R_c$ a wskaźnikiem urabialności A, $A_{\psi}$	84
3.5.1. Podsumowanie wyników z badań zależności pomiędzy wskaźnikiem urabialności $A_{\psi}$ a wytrzymałością na jednokierunkowe ściskanie $R_c$	85
3.6. Stwierdzenia i wnioski	87

<b>4.</b>	<b>OBCIĄŻENIE GŁOWICY URABIAJĄCEJ ŚCIANOWEGO KOMBAJNU BĘBNOWEGO</b>	89
4.1.	Organy urabiające ścianowych kombajnów bębnowych – analiza pracy	89
4.2.	Wyznaczanie wartości sił oraz momentów sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego	93
4.3.	Geometria ostrza oraz organu urabiającego	94
4.4.	Modelowanie procesu urabiania	101
4.5.	Opis programu	102
4.6.	Wyniki obliczeń	103
4.6.1.	Kombajn KWB-3RDU	103
4.6.2.	Kombajn KGS-320	112
4.7.	Analiza wyników	121
4.7.1.	Kombajn KWB-3RDU	121
4.7.2.	Kombajn KGS-320	123
4.8.	Wskaźnik urabialności $WU_B$	126
4.9.	Propozycja nowej klasyfikacji polskich pokładów węglowych wg wskaźnika urabialności $WU_B$	130
4.10.	Podsumowanie	131
<b>5.</b>	<b>ENERGOCHŁONNOŚĆ PROCESU URABIANIA</b>	134
5.1.	Teoretyczna energochłonność procesu urabiania	134
5.2.	Energochłonność urabiania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego w warunkach rzeczywistych	135
5.3.	Energochłonność urabiania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego	136
5.4.	Opis przeprowadzonych pomiarów	137
5.5.	Omówienie wyników badań	141
5.6.	Wnioski	147
<b>6.</b>	<b>PODSUMOWANIE I UWAGI KOŃCOWE</b>	150
	<b>LITERATURA</b>	157
	<b>STRESZCZENIA</b>	168

# CONTENTS

<b>LIST OF SYMBOLS AND ABBREVIATIONS</b>	7
<b>1. INTRODUCTION</b>	11
<b>2. BRIEF CHARACTERISTICS OF THE PROBLEM</b>	14
2.1. Methods of coal mineability assessment	19
2.2. Current method of coal mineability assesment in Poland	25
2.3. Influence of the rockmass pressure on coal mineability	29
2.4. Trial of stating the relationship between mineability indexes in Poland	32
2.5. Analysis of mineability index A measurement results	35
2.6. Mineability index $A_{\psi}$	40
2.7. Energy consumption of the mining process	53
2.8. Analysis of current state of mining machinery (tumble shearers) equipment in longwall face	55
2.9. Summary	57
2.10. Problem statement, the aim, the scope	59
<b>3. COAL MINEABILITY</b>	63
3.1. Coal material and coal side-crumble angle $\psi$	63
3.2. Theoretical energy consumption of the mining process SE	63
3.3. Laboratory tests results	65
3.3.1. Laboratory tests results' summary	76
3.4. Measurements of mineability index A and coal side-crumble angle $\psi$ in Upper Silesia basin	80
3.4.1. Summary of measurements in Upper Silesia basin	83
3.5. Function of unidirectional compression resistance $R_C$ and mineability index A, $A_{\psi}$	84
3.5.1. Results' of mineability index $A_{\psi}$ and coal resistance on unidirectional compression $R_C$ function summary	85
3.6. Statements and conclusions	87
<b>4. TUMBLE SHEARER'S CUTTING HEAD LOAD</b>	89
4.1. Tumble shearers' mining organs – analysis of action	89

4.2.	Estimation of forces and moments values on longwall tumble shearer's cutting head	93
4.3.	Mining organ's geometry	94
4.4.	Mining process simulation	101
4.5.	Program description	102
4.6.	Computations results	103
4.6.1.	Tumble shearer KWB-3RDU	103
4.6.2.	Tumble shearer KGS-320	112
4.7.	Analysis of results	121
4.7.1.	Tumble shearer KWB-3RDU	121
4.7.2.	Tumble shearer KGS-320	123
4.8.	Mineability index $WU_B$	126
4.9.	Proposal of new classification of coal beds with regard to the mineability index $WU_B$	130
4.10.	Summary	131
<b>5.</b>	<b>ENERGY CONSUMPTIONS OF THE MINING PROCESS</b>	<b>134</b>
5.1.	Theoretical mining energy consumptions	134
5.2.	Real mining energy consumptions of tumble shearer's cutting head	135
5.3.	Mining energy consumption of tumble shearer's cutting head	136
5.4.	Description of measurements performed	137
5.5.	Test results	141
5.6.	Conclusions	147
<b>6.</b>	<b>SUMMARY AND FINAL CONCLUSIONS</b>	<b>150</b>
	<b>REFERENCES</b>	<b>157</b>
	<b>ABSTRACT</b>	<b>168</b>



## SPIS OZNACZEŃ

A - wskaźnik urabialności wg CMG „KOMAG”,

$A_i$  - wskaźnik urabialności  $i$ -tego miejsca pomiarowego,

$A_{sr}$  - uśredniona wartość  $A_i$  dla  $n$  miejsc przeprowadzonych pomiarów,

b - szerokość krawędzi narzędzia skrawającego mierzona na dnie wycinanej bruzdy,

$b_z$  - zastępcza szerokość krawędzi tnącej noża,

$b_{max}$  - maksymalna szerokość noża w obrębie konturu wyznaczonego przez powierzchnię styku noża z urabianą warstwą,

d - średnica próbki,

$d_c$  - odkształcenie właściwe,

$E_U$  - sumaryczna energochłonność urabiania,

$E_{Un}$  - energochłonność urabiania przypadająca na poszczególne napędy,

F - pole przekroju bruzdy dla materiału kruchego,

$F_z$  - powierzchnia tłoka przyrządu pomiarowego,

$F'$  - rzeczywista powierzchnia styku,

g - głębokość skrawu pomiarowego,

h - wysokość ściany,

$h_p$  - wysokość próbki,

$h_{sr}$  - średnia wysokość ściany,

$h_n$  - grubość skrawu mierzona wzdłuż osi noża,

$h_{max}$  - odległość maksymalnej szerokości noża od dna wycinanej bruzdy,

I - natężenie prądu przy urabianiu,

k - współczynnik wykruszania skały,

L - długość skrawu,

m - masa próbki,

$M, N$  - stałe złożowe,

$P_s$  - siła skrawania,

$P_{s\bar{s}r}$  - średnia siła skrawania,

$p_{sr}$  - wartość siły odczytana z wykresu,

$P_k$  - siła krusząca próbkę,

$P_i$  - wartość średnia poboru mocy czynnej w  $i$ -tym przedziale prędkości posuwu kombajnu,

$P$  - sumaryczna moc czynna pobierana przez silniki elektryczne napędów ścianowego kombajnu bębnowego,

$P_{n\bar{s}r}$  - moc czynna średnia jednego z napędów,

$P_M$  - praca maszyny,

$R_{A\bar{s}r}$  - średnie odchylenie standardowe,

$R_k$  - promień koła łańcuchowego przyrządu pomiarowego,

$R$  - promień ramienia przyrządu pomiarowego,

$R_c, R_{c1}$  - wytrzymałość na jednokierunkowe ściskanie,

$R_{cn}$  - wytrzymałość na jednokierunkowe ściskanie próbek nieregularnych,

$r^?$  - promień zamocowanych na bębnie ostrzy noży,

$r$  - promień ramienia kombajnu,

$r_1$  - promień krzywizny krawędzi tnącej noża,

$s$  - odległość pomiędzy sąsiednimi bruzdami,

$s_{ci}$  - długość linii odpajania  $i$ -tej warstwy,

$t_s$  - podziałka skrawania,

$t_u$  - czas urabiania na wyznaczonej długości  $l$  odcinka ściany węglowej,

$T$  - całkowity czas urabiania,

$U$  - napięcie silnika,

$W_E$  - współczynnik energochłonności,

$WU_B$  - wskaźnik urabialności uwzględniający długość linii odspajania,

$WU_{Bi}$  - wskaźnik urabialności w  $i$ -tej warstwie,

$z$  - zabiór organu urabiającego,

$z_{sr}$  - średni zabiór organu urabiającego na wyznaczonej długości ściany węglowej,

$z_e$  - rzeczywista szerokość zabioru kombajnu,

$V$  - objętość węgla urobionego pojedynczym nożem,

$V_L$  - prędkość propagacji fali podłużnej w badanej próbce węglowej,

$V_T$  - prędkość propagacji fali poprzecznej w badanej próbce węglowej,

$v$  - prędkość posuwu ścianowego kombajnu bębnowego,

$v_{sr}$  - średnia prędkość posuwu ścianowego kombajnu bębnowego na wyznaczonym odcinku pomiarowym,

$v_i$  - wartość średnia prędkości posuwu kombajnu w  $i$ -tym przedziale prędkości,

$\sigma$  - naprężenie normalne,

$\delta$  - kąt pochylenia krawędzi tnącej noża,

$\psi$  - kąt bocznego rozkruszenia,

$\rho$  - gęstość właściwa próbki węgla,

$\rho_{sr}$  - średnia gęstość właściwa węgla na wyznaczonym odcinku pomiarowym,

$\eta$  - sprawność silnika,

$\eta_1$  - sprawność przyrządu POS-1,

$\eta_p$  - sprawność przekładni,

$\chi$  - współczynnik asymetrii wytrzymałości.

*Oznaczenia, wymienione w spisie oznaczeń, zostały zestawione zgodnie z oznaczeniami podanymi przez autorów w cytowanych publikacjach.*



## 1. WSTĘP

Wymagania ekonomiczne i techniczne stawiane obecnie polskim kopalniom węgla kamiennego zmuszają je do poszukiwania bardziej efektywnych metod zarządzania procesem wydobywania. Jest to spowodowane zarówno procesem integracji z krajami Unii Europejskiej, jak i wymogiem sprostania warunkom rynkowej konkurencji. Koniecznością jest uzyskanie wysokiej koncentracji wydobywania, a tym samym redukcja wielu kosztów stałych, co w konsekwencji pozwoli uzyskać dodatnią akumulację [52, 69, 117].

Warunkiem uzyskania w branży górniczej dodatniego wyniku finansowego netto ma być dalsze ograniczanie liczby ścian. Pod koniec roku 2001 w górnictwie węgla kamiennego było czynnych średnio 160 ścian – w ramach projektu reformy planuje się ich ograniczenie do około 110 [53, 102]. Rządowy projekt reformy górnictwa na lata 2003-2006 przewiduje likwidację kopalń z najwyższymi kosztami i niebezpiecznymi warunkami eksploatacji.

Wieloletnie prognozy na rynku węglowym wskazują, że węgiel kamienny pozostanie podstawowym nośnikiem energii w bliższej i dalszej przyszłości. Dlatego też stanowi on podstawę bezpieczeństwa energetycznego kraju.

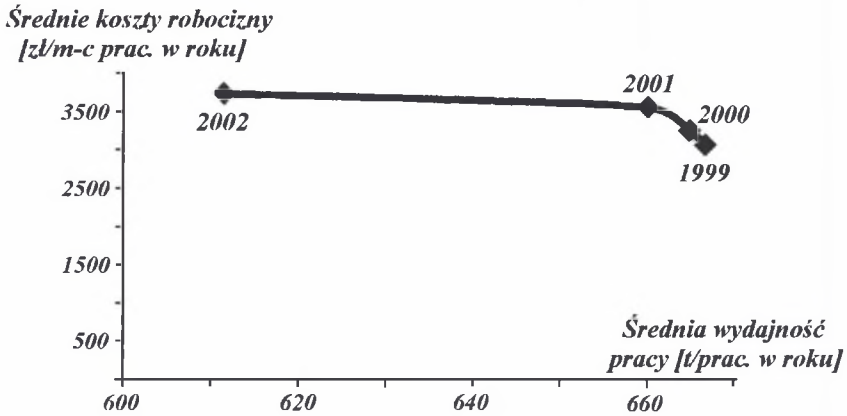
Zgodnie z przyjętym programem rządowym, opracowanym na podstawie długoterminnych prognoz zapotrzebowania na węgiel w kraju oraz na eksport, Polska będzie dostosowywać produkcję do realnego zapotrzebowania. Zmniejszenie wydobywania nie oznacza jednak zaniechania rozwoju technologii górniczych.

Rozwój ten musi dotyczyć unowocześniania wydobywania, wzbogacania węgla, dokonywania zmian techniczno-organizacyjnych, które umożliwią znaczny wzrost wydajności pracy, obniżenie kosztów produkcji, a tym samym dostosowanie polskiego górnictwa węgla kamiennego do funkcjonowania w warunkach gospodarki rynkowej w wyniku przystąpienia naszego kraju do Unii Europejskiej. Temu celowi służy realizowany od 1998 roku rządowy program reformy górnictwa oraz jego korekty [70, 71, 84, 144, 145, 146].

Miernikiem konkurencyjności producenta węgla kamiennego jest zależność pomiędzy kosztami robocizny przypadającej na jednego zatrudnionego w górnictwie a wydajnością jego pracy. Parametry te stanowią jeden z głównych składników kosztów produkcji tony węgla kamiennego [59, 91]. Jeżeli wzrost wydajności jest większy od wzrostu kosztów robocizny, konkurencyjność takiego producenta węgla na rynku światowym wzrasta.

Analiza powyższych wartości na przykładzie KWK „Rydułtowy” (rys. 1.1) wskazuje, że uzyskany w ostatnich latach w Polsce postęp w zakresie zwiększenia wydobywania w stosunku

do kosztów robocizny jest niewystarczający, wskutek czego nasz przemysł węglowy jest mniej konkurencyjny na rynku światowym.



Rys. 1.1. Zależność pomiędzy kosztami robocizny a średnią wydajnością pracy w latach 1999-2002

Fig. 1.1. Function of labor costs and average labor effectiveness in 1999-2002

Obecny system wynagradzania (czyli koszty robocizny) pełni funkcję kosztową, lecz pozbawiony jest funkcji motywacyjnej. Dlatego też jest istotnym czynnikiem kosztotwórczym, zmniejszającym rentowność polskich kopalń. Wprowadzenie systemu motywacyjnego wynagrodzeń pozwoliłoby w znacznym stopniu zwiększyć efektywność pracy, a tym samym uzyskać konkurencyjność cenową naszego węgla na rynku światowym.

W polskim górnictwie eksploatacja węgla odbywa się głównie systemami ścianowymi z urabianiem mechanicznym, za pomocą ścianowych kombajnów bębnowych. Dalsze wydobywanie węgla kamiennego związane jest z rozszerzeniem zakresu urabiania już istniejącymi ścianowymi kombajnami bębnowymi o węgle trudno urabialne [16, 83, 92, 121, 122].

Rozwój mechanizacji urabiania węgla dyktowany jest głównie przez:

- dużą koncentrację wydobycia,
- ograniczenie stanowisk pracy,
- podniesienie efektywności ekonomicznej produkcji.

Techniczna realizacja maszyn do mechanicznego urabiania (ścianowe kombajny bębnowe), jak również ich zastosowanie w konkretnych warunkach ruchowych zostały praktycznie opanowane, a proces urabiania za pomocą tych maszyn jest efektywniejszy od innych metod. Nie można tego powiedzieć o innych niekonwencjonalnych metodach

urabiania, których procesy realizowane w warunkach laboratoryjnych bądź półprzemysłowych nie dają zadowalających wyników ze względu na wysoką energochłonność, lub trudności ich technicznej realizacji w konkretnych warunkach dołowych [50, 56, 72]. W związku z powyższym można przyjąć, że mechaniczne sposoby urabiania węgla będą dominowały w przemyśle górniczym, tak polskim, jak i światowym.

Aby sprostać wymogom czasu i warunkom ekonomicznym, należy podwyższyć efektywność produkcji. Służy temu między innymi dążenie do lepszego wykorzystania maszyn i urządzeń do mechanicznego urabiania pokładów węgla.

Cel ten można osiągnąć poprzez:

- właściwy dobór maszyn urabiających do istniejących warunków górniczo-geologicznych,
- obniżenie energochłonności urabiania,
- zwiększenie trwałości i niezawodności organów urabiających,
- doskonalenie transmisji energii od silnika do organu urabiającego,
- zautomatyzowanie procesu urabiania,
- zwiększenie bezpieczeństwa i komfortu pracy obsługujących urządzenia.

Stały rozwój mechanizacji urabiania pokładów węglowych, stosowanie kombajnów o różnych konstrukcjach głowic urabiających i coraz większych zainstalowanych mocach [49, 92, 121, 122] powoduje potrzebę oceny i klasyfikacji pokładów węglowych pod względem urabialności. Ma to kluczowe znaczenie dla ułatwienia prawidłowego doboru maszyn do konkretnych warunków urabiania oraz prognozowania energochłonności procesu urabiania, czyli poboru mocy ścianowych kombajnów bębnowych.

Zachodzi w związku z tym potrzeba ustawicznego doskonalenia metod i środków badawczych, zmierzających do określenia sumy oporów stawianych przez urabiany materiał (węgiel). W wyniku tego możliwe stanie się określenie potrzebnej mocy kombajnu do urabiania w konkretnych warunkach górniczo-geologicznych, przy założonym postępie przodku węglowego.

## 2. KRÓTKA CHARAKTERYSTYKA PROBLEMU

W 1993 roku [47] rozpoczęta została reforma górnictwa węglowego. W tym roku funkcjonowało:

- 68 kopalń zgrupowanych w 7 spółkach akcyjnych;
- oraz 8 kopalń samodzielnych.

W staraniach o dojście do rentowności sektora węglowego podjęto działania restrukturyzacyjne [141, 142, 143], które polegały m. in. na zmniejszeniu zdolności produkcyjnych poprzez częściową lub całkowitą likwidację kopalń. Pod koniec 2003 roku czynnych było 35 kopalń w 3 „spółkach” (nie uwzględniono kopalń samodzielnych).

W latach 1993–2003 nastąpiły ogromne zmiany wielkości techniczno-organizacyjnych wyrażające się między innymi przez:

- zmniejszenie sprzedaży ze 131,2 mln [ton] do 80,0 mln [ton];
- zmniejszenie wydobycia ze 130,2 mln [ton] do 102,1 mln [ton];
- zmniejszenie liczby czynnych kopalń z 76 do 35;
- zmniejszenie liczby ścian z 545 do 140;
- zmniejszenie zatrudnienia z 319,5 [tys.] do 135 [tys.] osób;
- wzrost koncentracji wydobycia z 1082 [t/d] do ponad 3000 [t/d].

Podstawowe wskaźniki techniczno-organizacyjne w latach 1994 – 2002 ilustruje tabela 2.1 [47, 144].

**Tabela 2.1**

**Podstawowe wskaźniki techniczno-organizacyjne górnictwa węgla kamiennego  
w latach 1994-2002**

Lp.	Wskaźnik	Rok								
		1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002
1.	Wydobycie w tys. [t]	132.657	135.259	136.226	137.128	116.032	109.192	102.237	102.800	102.100
2.	Sprzedaż w tys. [t]	128.951	104.373	133.301	132.561	114.233	108.844	100.983	101.774	80.548
	- kraj	101.815	99.108	104.534	101.980	86.771	83.653	77.945	79.204	57.700
	- eksport	27.136	32.264	28.766	30.581	27.462	25.190	23.038	22.570	22.848
3.	Liczba kopalń	67	64	64	57	50	47	45	42	40
4.	Liczba ścian	464	415	375	302	252	233	183	180	160
5.	Zatrudnienie w [tys.]	292	275	253	244	208	173	155	146	142
6.	Koncentracja wydobycia ze ścian w tys. [t/d]	1286	1470	1678	1889	2050	2210	2473	2729	3034

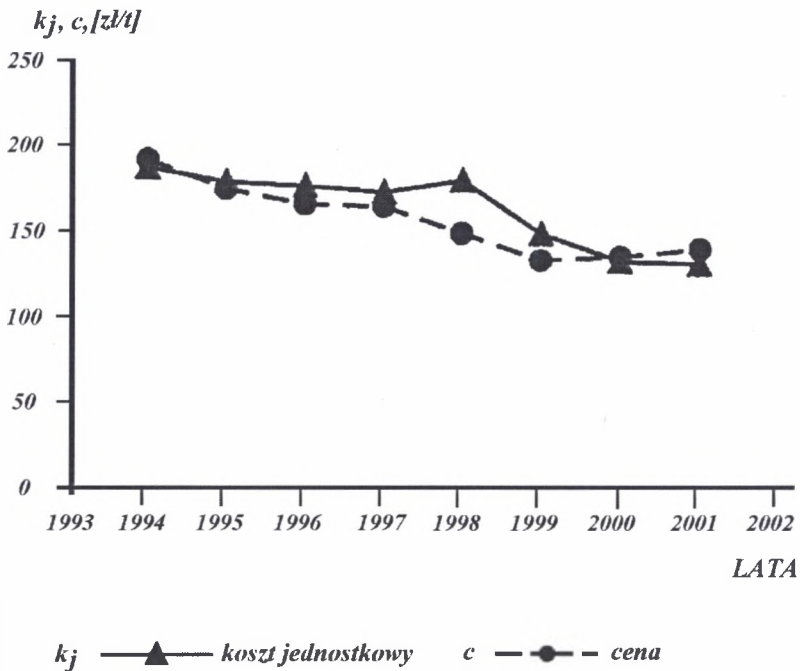


Bardzo istotnym wskaźnikiem oddającym efekty przeprowadzonej restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego jest wzrost koncentracji wydobycia mierzony rocznym przyrostem wydobycia z jednej ściany. W projektach reformy górnictwa węgla kamiennego w Polsce na lata 1998-2002 [69] założono znacznie wyższy (3800 [t/d]) wzrost wydobycia ze ściany niż w rzeczywistości osiągnięto (3034 [t/d]) [119].

Uzyskanie tak wysokiej koncentracji wydobycia zależne jest od bardzo wielu, wzajemnie ze sobą powiązanych czynników górnictwo-geologicznych oraz techniczno-organizacyjnych [9, 10, 11, 21, 30, 36, 59, 82, 83, 126, 140].

Należą do nich między innymi:

- odpowiednia ze względu na warunki naturalne partia złoża;
- właściwie zaprojektowana eksploatacja;
- odpowiednie dla danych warunków wyposażenie techniczne;
- maksymalne wykorzystanie możliwości technicznych maszyn w danych warunkach górnictwo-geologicznych.



Rys. 2.1. Zmiana kosztu jednostkowego  $k_j$  wydobycia i ceny  $c$  węgla w latach 1994-2001 (ceny stałe 01.01.2002 r.) [47]

Fig. 2.1. Variation of coal output cost per piece  $k_j$  and coal price  $c$  in 1994-2001 (fixed prices 01.01.2002) [47]

Oprócz czynników czysto technicznych, które mają wpływ na wzrost koncentracji wydobywania, istotny jest również aspekt ekonomiczny. Można tutaj zauważyć [47, 48] nieznaczną, ale wyraźną tendencję spadkową kosztu jednostkowego wydobywania  $k_j$  (rys. 2.1).

W projektach rządowych „Reformy górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 1998-2002” oraz w projekcie reformy na lata 2003-2006 przyjęto wzrost koncentracji wydobywania jako jeden z głównych sposobów na poprawę efektywności górnictwa.

Na podstawie szeregu analiz przeprowadzonych przez wiele ośrodków zajmujących się tym problemem można stwierdzić [34, 51, 55], że podstawowym warunkiem uzyskania wysokiej koncentracji wydobywania jest jakość złoża. Wiąże się to z właściwym rozeznaniem oraz przygotowaniem złoża do eksploatacji, a także odpowiednio prowadzonymi robotami przygotowawczymi. Dominującym rozwiązaniem w górnictwie światowym jest wariant prowadzenia ścian od pola [41, 59, 83]. Na podstawie doświadczeń górnictwa polskiego, francuskiego, australijskiego oraz amerykańskiego stwierdzono, że najkorzystniejszy zakres wysokości ścian jest pomiędzy 1,7 – 3,7 [m]. Bardzo istotny wpływ na uzyskanie wysokiej koncentracji wydobywania ma również długość ściany [60, 61, 86, 89, 90, 91, 119].

Czynnikiem, który warunkuje zarówno postęp ściany (a tym samym wielkość wydobywania), jak i wynik ekonomiczny, jest sposób wypełnienia wolnej przestrzeni po wybraniu węgla.

Znane i stosowane są następujące sposoby wypełnienia wolnej przestrzeni, jak:

- zawał stropu;
- podsadzka hydrauliczna;
- podsadzka sucha.

Aktualnie ponad 90% wydobywania pochodzi ze ścian zawałowych (około 10% ze ścian na podsadzce) [49]. Pozwala to na szybki postęp przodka bez ponoszenia dodatkowych kosztów związanych z wypełnianiem (podsadzaniem) zrobów, co w istotny sposób wpływa na zwiększenie wydobywania oraz obniżenie kosztów.

Omówione działania pozwoliły w ostatnich latach między innymi na wzrost koncentracji wydobywania przy zmniejszającej się bazie wydobywczej (liczbie czynnych kopalń oraz ścian wydobywczych) [86, 118].

Warunki naturalne zalegania złoża w Polsce w porównaniu z górnictwem w innych krajach należą do jednych z trudniejszych. Wynika to głównie ze sposobu prowadzenia eksploatacji do końca lat osiemdziesiątych ubiegłego stulecia. Aktualnie występują przede wszystkim pokłady cienkie, zagrożone tapaniami, wybuchem metanu. Bardzo istotnym elementem jest również fakt, że ponad 50% zasobów mieści się pod obiektami znajdującymi

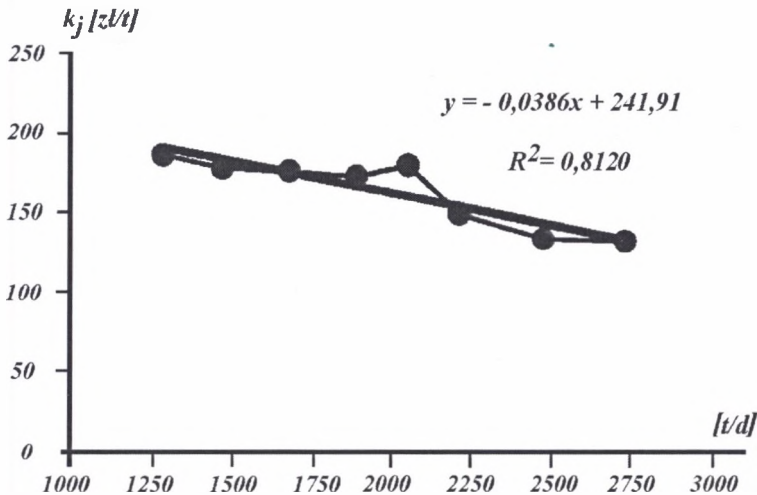
się na powierzchni. Dlatego też warunki naturalne zalegania złoża w Polsce stanowią bardzo istotne ograniczenie wzrostu koncentracji wydobywania.

Zgodnie z zapisami w rządowym projekcie reformy górnictwa węgla kamiennego na lata 2003-2006, pod koniec roku 2006 w górnictwie ma pracować nie więcej niż 106 tys. górników, wydobywanie nie przekroczy 87 mln [ton], czynnych ma być 110 ścian w 34 kopalniach. Aby osiągnąć ten wynik, średnie wydobywanie z jednej ściany winno być na poziomie około 5000 [t/d] [118]. W polskim górnictwie osiągnięto już wydobywanie 5000 [t/d] [122, 126]. W dalszej perspektywie, do roku 2010, przewiduje się przodki ścianowe o wydobywaniu do 20000 [t/d] [122].

Tabela 2.2

**Zależność kosztu jednostkowego wydobywania  
od koncentracji wydobywania  
w latach 1994-2001 (w cenach stałych)**

Rok	Koszt jednostkowy [zł/t]	Wydobywanie z jednej ściany [t/d]
1994	187,53	1286
1995	179,66	1470
1996	178,00	1678
1997	175,00	1889
1998	182,21	2050
1999	151,88	2210
2000	136,66	2473
2001	135,67	2729



Rys. 2.2. Zależność kosztu jednostkowego  $k_j$  wydobywania od koncentracji wydobywania (w cenach stałych) [47]

Fig. 2.2. Function of coal output cost per piece  $k_j$  on production concentration (fixed prices) [47]

Wzrost koncentracji wydobycia i obniżenie kosztów jednostkowych został osiągnięty, co potwierdza analiza danych z wielu kopalń [47]. Jednak nie można dokonywać oceny tego faktu na podstawie cen bieżących, gdyż nie dają one podstaw do wyciągania obiektywnych wniosków. Takie porównanie można przeprowadzić wykorzystując zmiany kosztu jednostkowego wydobycia na porównywalnym poziomie cen stałych (tabela 2.2). Obraz tych zmian przedstawiony jest na rys. 2.2 [47].

Wydaje się, że hamulcem postępu ściany (czyli koncentracji produkcji z pojedynczego przodku ścianowego) jest proces urabiania. Możliwości „produkcyjne” obudowy, a także odstawy są aktualnie większe. Jednocześnie trzeba zdać sobie sprawę, że bardzo często koncentracja hamowana jest poprzez bariery w postaci zagrożeń naturalnych, w szczególności tpań oraz metanu.

Pomimo przeprowadzonych działań restrukturyzacyjnych, sytuacja ekonomiczna górnictwa jest wciąż daleka od poprawnej. Wymaga to prowadzenia dalszych zmian techniczno-organizacyjnych. Ze względu na to, iż mało prawdopodobny jest gwałtowny wzrost ceny węgla, w celu obniżenia kosztów konieczna jest dalsza koncentracja wydobycia.

W 2004 r. górnictwo polskie po raz pierwszy od ponad 14 lat odniosło sukces w postaci dodatniego wyniku finansowego.

Jest to bez wątpienia wynik przełomu technologicznego i głębokiej restrukturyzacji przemysłu węglowego, której głównym celem było przygotowanie tego sektora przemysłu do funkcjonowania w warunkach gospodarki rynkowej. Przyczyną wspomnianego „sukcesu gospodarczego” stał się wzrost cen surowców energetycznych, w tym węgla oraz cen stali, dla produkcji której niezbędny jest wysokogatunkowy węgiel koksujący.

Miejmy nadzieję, że trend ten utrzyma się w najbliższym czasie i polskie górnictwo zyska środki finansowe dla poprawy efektywności wydobycia i uzasadnionego ekonomicznie inwestowania w nowe technologie.

Na podstawie dotychczas przeprowadzonej analizy wydaje się, że tylko poprzez koncentrację wydobycia można dojść do zadowalających efektów ekonomicznych w całym sektorze górnictwa (tabela 2.2, rys. 2.2). Biorąc powyższe uwarunkowania pod uwagę, należy zauważyć, jak kapitalne znaczenie dla uzyskania wysokiej koncentracji wydobycia ma problem właściwego doboru ścianowych kombajnów bębnowych do konkretnych warunków górnictwo-geologicznych.

## 2.1. Metody określania urabialności węgla

Proces wydobywania węgla należy do grupy procesów produkcyjnych, charakteryzujących się ogromną złożonością. Dlatego też, wraz z pojawieniem się maszyn urabiających pojawił się problem ich właściwego doboru. W tym celu zaczęto opracowywać „wskaźniki”, które by opisywały właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej. Wskaźniki te (których ustanowiono wiele) w różny sposób odzwierciedlają właściwości mechaniczne urabianego węgla zalegającego w pokładzie - można je podzielić na następujące grupy:

- 1 - metody laboratoryjne wyznaczania urabialności węgla;
- 2 - rejestracja parametrów wiercenia w pokładzie;
- 3 - pomiary kruszalności;
- 4 - pomiar sił skrawania nożem lub grupą noży.

W niniejszej monografii w sposób syntetyczny omówione zostały metody, które znalazły najszersze zastosowanie przy doborze i lokalizacji ścianowych maszyn urabiających pracujących na zasadzie skrawania. Szczegółowo różne metody wyznaczania wskaźników urabialności zostały przedstawione przez autora w pracy [6] oraz w pracach [132, 133]. Również, choć w sposób wybiórczy, zostały one przez autora przedstawione w pracach: [14, 15, 25, 29].

Do *pierwszej grupy* należą:

- Metoda wyznaczania wskaźnika zwięzłości Protodiakonowa przez tłuczenie próbek węgla (BN-77/8704-12). Zasada wyznaczania polega na tłuczeniu w ustalonych warunkach określonej ilości węgla kamiennego, jego przerostów lub skał towarzyszących, a następnie oznaczaniu objętości otrzymanych ziarn o wielkości poniżej 0,5 [mm]. Na tej podstawie oblicza się wskaźnik zwięzłości  $f$ .

Główny Instytut Górnictwa podzielił polskie węgle na pięć klas w zależności od wartości wskaźnika „ $f$ ” Protodiakonowa:

klasa I	$f < 0,40$	- węgle szczególnie łatwo urabialne;
klasa II	$f = 0,41 \div 0,80$	- węgle bardzo łatwo urabialne;
klasa III	$f = 0,81 \div 1,40$	- węgle łatwo urabialne;
klasa IV	$f = 1,41 \div 2,40$	- węgle trudno urabialne;
klasa V	$f > 2,40$	- węgle bardzo trudno urabialne.

- Metoda energetyczna wyznaczania wskaźnika urabialności „ $U$ ” określona została w oparciu o tzw. metodę energetyczną, która polega na poddawaniu naprężeniom ściskającym nieforemnych próbek węgla. W trakcie tych badań określa się wartość siły potrzebnej do

częściowego zniszczenia próbki węgla i mierzy wartości jej odkształcenia pionowego. Wskaźnik ten przedstawia całkę naprężeń w funkcji odkształceń:

$$U = \int_0^{\varepsilon_k} \sigma_{(\varepsilon)} d\varepsilon \quad (2.1)$$

W wyniku przeprowadzonych badań Główny Instytut Górnictwa pokłady węgla pod względem urabialności sklasyfikował następująco:

klasa I	$U = 0,30 \div 0,80 \cdot 10^{-1} [\text{MJm}^{-3}]$	- węgle bardzo łatwo urabialne;
klasa II	$U = 0,81 \div 1,35 \cdot 10^{-1} [\text{MJm}^{-3}]$	- węgle łatwo urabialne;
klasa III	$U = 1,36 \div 1,70 \cdot 10^{-1} [\text{MJm}^{-3}]$	- węgle średnio urabialne;
klasa IV	$U = 1,71 \div 1,90 \cdot 10^{-1} [\text{MJm}^{-3}]$	- węgle trudniej urabialne;
klasa V	$U = 1,91 \div 2,20 \cdot 10^{-1} [\text{MJm}^{-3}]$	- węgle trudno urabialne;
klasa VI	$U > 2,20 \cdot 10^{-1} [\text{MJm}^{-3}]$	- węgle bardzo trudno urabialne.

- Wytrzymałość węgla na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$ . Tradycyjnym sposobem określania wytrzymałości węgla na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  jest poddanie próbki węglowej działaniu siły ściskającej na prasie hydraulicznej (BN-75/8704-07). Metoda ta polega na obciążeniu próbki w kształcie walca lub prostopadłościanu wzrastającą siłą aż do momentu zniszczenia wytrzymałościowego. Na wynik badania istotny wpływ ma tak zwana smukłość próbki, a także tarcie pomiędzy próbką a płaszczyznami wywołującymi nacisk. Przy badaniach próbek węgla o nieregularnym kształcie proponuje się pomiędzy próbkę a powierzchnie ściskające wkładanie papieru w celu wyznaczenia rzeczywistej powierzchni styku i uwzględnienie tej powierzchni styku przy wyznaczaniu wytrzymałości na ściskanie. Wytrzymałość wyznaczona tym sposobem jest zazwyczaj dwukrotnie większa niż wytrzymałość wyznaczona na próbkach o kształcie regularnym.

Tak wyznaczona wartość  $R_c$  pozostaje w ścisłym związku z:

- wielkością badanej próbki;
- kierunkiem ściskania w stosunku do uwarstwienia.

Przeprowadzone badania wytrzymałości na jednokierunkowe ściskanie próbek węgla w kształcie prostopadłościanu o różnych wymiarach i różnych proporcjach wykazały, że wytrzymałość na ściskanie jest ściśle związana z przebiegiem i ilością płaszczyzn osłabionej spójności, szczelin, mikroszczelin, porów w badanej próbce [2, 5, 56, 99, 123]. Bardzo ważnym elementem, który należy uwzględnić w trakcie badań, jest tarcie występujące pomiędzy próbką a płaszczyznami docisku.

Istotny wpływ na wynik badania ma tzw. smukłość próbki, która wyrażona jest zależnością [5]:

$$\varphi = \frac{h_p}{d} \quad (2.2)$$

Baron [2] podał wzór umożliwiający obliczenie wartości wytrzymałości na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  próbek o różnych średnicach. Jeżeli znana jest wytrzymałość materiału próbki o określonej średnicy, przy założeniu że  $d_1 = h_1$  i  $d_2 = h_2$ , wówczas:

$$R_c = R_{c1} \sqrt[3]{\frac{d_2}{d_1}} \quad (2.3)$$

Inny wzór na wytrzymałość próbek poddanych jednokierunkowemu ścisaniu podał Woblikow i Protodiakonow. Wytrzymałość na ściskanie próbek nieregularnych oblicza się z zależności [99, 123]:

$$R_{cn} = P_k \left( \frac{\rho}{m} \right)^{\frac{2}{3}} \quad (2.4)$$

Wzór ten jest ważny dla próbek o masie mniejszej od 100 [g].

Pomiędzy tak wyznaczoną wytrzymałością a wytrzymałością określoną na próbkach o kształcie regularnym zachodzi następujący związek [79]:

$$R_c = 5,3 R_{cn} \quad (2.5)$$

Bardzo często przy badaniach próbek węgla o nieregularnym kształcie proponuje się umieszczenie pomiędzy próbką a powierzchnie dociskające papieru w celu uzyskania rzeczywistej powierzchni styku i uwzględnienie tej powierzchni styku przy wyznaczaniu wytrzymałości na ściskanie [5].

$$R_c = \frac{P_k}{F} \quad (2.6)$$

W CMG „KOMAG” opracowano metodę ultradźwiękowego określenia wytrzymałości węgla na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  [79].

W pracy [42] wykazano, że moduł akustyczny  $H$  jest następującym iloczynem:

$$H = \rho V_L V_T \quad (2.7)$$

Ponieważ  $R_c = f(V_L, V_T)$ , wytrzymałość węgla na ściskanie można wyznaczyć z następującego wzoru [43, 44]:

$$R_c = \frac{M}{N - \rho V_L V_T} \quad (2.8)$$

Wyznaczone stałe złożowe ( $M$ ,  $N$ ) można wykorzystywać do określenia właściwości węgla z danego złoża przez cały okres jego eksploatacji [43, 45].

Zakładając, że stosunek prędkości fali podłużnej do poprzecznej jest wielkością stałą i zmienia się w niewielkim zakresie, moduł akustyczny można zdefiniować następująco:

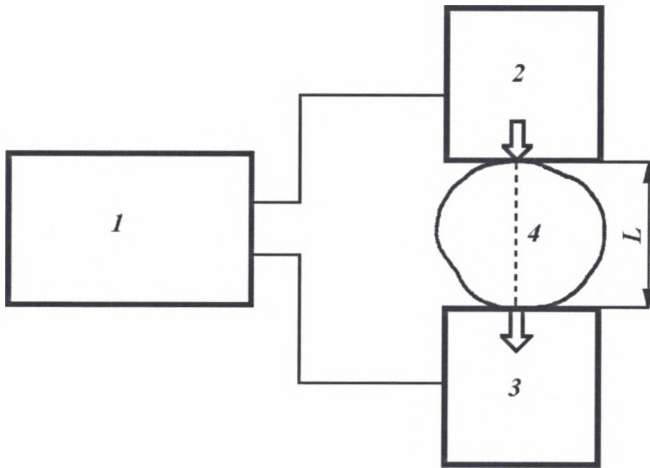
$$H = \rho V_L^2 \quad (2.9)$$

Wstawiając wzór (2.9) do wzoru (2.8) otrzymano:

$$R_c = \frac{M}{N - H} \quad (2.10)$$

Zależność wytrzymałości na jednokierunkowe ściskanie  $R_c = f(H)$  wyznaczono doświadczalnie, mierząc prędkość przechodzenia fali podłużnej przez próbkę węglową oraz gęstość węgla  $\rho$ .

Pomiary zostały przeprowadzone zgodnie z Normą Zakładową NZ-OBRTG-21 [46], na stanowisku badawczym do pomiarów prędkości przechodzenia fali ultradźwiękowej przez próbki węgla (rys. 2.3).



Rys. 2.3. Schemat ideowy stanowiska do pomiarów prędkości przechodzenia fali ultradźwiękowej przez węgiel [45]

Fig. 2.3. Schematic diagram of ultra wave coal-passing velocity measuring position [45]

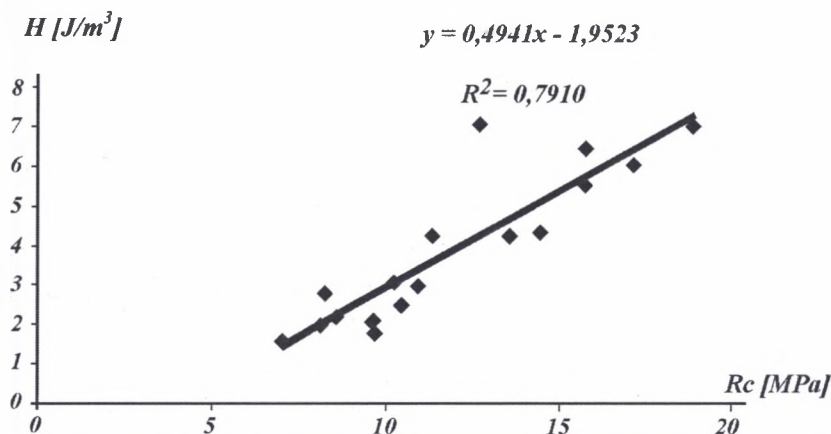
Miernik czasu propagacji fali 1 współpracował z parą głowic ultradźwiękowych: nadawczą 2 i odbiorczą 3, które połączone były za pomocą przewodów koncentrycznych. Głowica nadawcza pobudzana impulsami elektrycznymi emitowała falę ultradźwiękową o częstotliwości 0,04 [MHz]. Fala ta, przechodząc przez badaną próbkę 4, odbierana była następnie przez głowicę umieszczoną po przeciwnej stronie próbki 3. Czas  $t_p$  przejścia fali ultradźwiękowej przez próbkę mierzony był z dokładnością 0,1 [s], prostopadłe do uwarstwienia węgla. Drogę przejścia  $L$  mierzono z dokładnością do 0,1 [mm].



Prędkość  $V_L$ , która jest potrzebna do wyznaczenia ze wzoru (2.10) wartości  $R_c$ , została wyznaczona z następującej zależności:

$$V_L = \frac{L}{t_p} \quad (2.11)$$

Moduł akustyczny  $H$  wyznaczony został ze wzoru (2.9), natomiast  $R_c$  ze wzoru (2.10). Zależność powyższą,  $H = f(R_c)$ , przedstawiono na rysunku 2.4 [79].



Rys. 2.4. Liniowa funkcja regresji  $H = f(R_c)$  [79]

Fig. 2.4. Linear regression function  $H = f(R_c)$  [79]

Do *grupy drugiej* należy metoda przy użyciu przyrządu SDM [32, 98], stosowana głównie w Rosji. Wskaźnik urabialności w tej metodzie określa się na podstawie wielkości momentu obrotowego na żerdzi w czasie wiercenia otworu w czole wyrobiska. Z uwagi na odmienny charakter i kierunek wykonywania skrawów pomiarowych przyrządem SDM oraz maszyn pracujących na zasadzie skrawania wyniki uzyskane tą metodą nie mogą stanowić podstawy do określenia oporów urabiania ścianowymi kombajnami bębnowymi.

Jedną z szerzej stosowanych metod określania kruszalności węgla (*trzecia grupa*), a przez to pośrednio wskaźnika urabialności, jest metoda opracowana w Mitsui Miike Machinery Co., Ltd [59]. Próbkę do badań pobiera się z punktów pomiarowych czoła ściany. W każdym punkcie pomiarowym pobiera się dwie próbki węgla z tego samego przekroju stratygraficznego. W następnej kolejności próbki te są rozdrabniane i umieszczone w specjalnej skrzyni nad stalową płytą, gdzie w wyniku nagłego otwarcia dna skrzyni spadają na metalową płytę ulegając rozdrobnieniu. Określany jest udział klas ziarnowych, na podstawie których określa się udziały procentowe poszczególnych klas oraz współczynnik odniesienia.

Kruszalność oznaczona przez  $F_D$  jest wyznaczona jako różnica sumarycznego udziału procentowego oraz sumy iloczynów udziałów procentowych poszczególnych klas i współczynników odniesienia. Metoda ta oddaje właściwości calizny węglowej, jednak nie ma tutaj ścisłego związku między charakterem pracy maszyn urabiających na zasadzie skrawania a podatnością na urabianie. Metoda nie uwzględnia takich czynników, jak: stan naprężenia w strefie zabioru pracy organu urabiającego, zmienność wartości siły skrawania w granicach grubości pokładu, występowanie i usytuowanie płaszczyzn osłabionej spójności i przerosty.

Pomiar sił skrawania za pomocą noża (lub grupy noży – *czwarta grupa*) wykonuje się przy zastosowaniu specjalnych przyrządów:

- PKS, DKS, Lubimowa (Rosja) [6, 14, 15, 32, 98]. Wszystkie tu wymienione przyrządy cechuje złożoność konstrukcji przyrządów, pracochłonność wykonania pomiarów, a także konieczność wykonania specjalnych wnęk czy otworów. Możliwe jest prowadzenie pomiarów oporów urabiania wyłącznie w płaszczyźnie równoległej do spagu, co nie odpowiada charakterowi pracy ścianowego kombajnu bębnowego.
- DMT opracowany w Deutsche Montan Technologie w Essen (Niemcy) [96] przyrząd, który stosuje się głównie w celu lokalizacji strugów węglowych. Zasada pomiaru polega na rejestrowaniu siły skrawania wzorcowym nożem umieszczonym na strugowej głowicy pomiarowej w trakcie wykonywania skrawu o głębokości 2 [cm]. Dlatego też nie można tej metody stosować przy lokalizacji ścianowych kombajnów bębnowych, których charakter pracy jest odmienny.
- IN-SEAM TESTER (USA) [150], który działa na zasadzie tensometrycznego pomiaru sił wywieranych na nóż skrawający. Pomiaru prowadzone przy użyciu tego przyrządu są bardzo pracochłonne, wyniki natomiast dość dokładnie oddają właściwości urabianej calizny węglowej.
- CERCHAR (Francja) [58]. Jednym z etapów tej metody opracowanej w Ośrodku Cerchar przy współpracy ze Szkołą Górniczą w Paryżu jest pomiar sił skrawania pojedynczym nożem w warunkach laboratoryjnych. Pomiaru sił skrawania prowadzono na modelach głowic urabiających w skali 1:6, a następnie 1:1, a także na obiektach rzeczywistych w kopalniach Zagłębia Lotaryńskiego. Dokonywany był pomiar składowych sił wywieranych na urabianą skałę, a mianowicie: składowej stycznej nazwanej siłą skrawania  $F_s$ , oraz normalnej  $F_d$ , zwanej siłą docisku. Na podstawie tych pomiarów wyznaczono siłę skrawania, która charakteryzuje nam urabialność węgla.

- ZP-1 (Czechy) [6]. Metoda ta polega na pomiarze siły skrawania nożem próbnym w konkretnym miejscu wyrobiska i określeniu na tej podstawie podatności węgla na urabianie, która jest reprezentowana przez wskaźnik urabialności  $B$ . Charakter pracy urządzenia ZP-1 odpowiada charakterowi pracy struga i dlatego otrzymane wyniki mogą służyć jedynie do lokalizacji strugów. Brak możliwości prowadzenia tym przyrządem skrawów pionowych uniemożliwia stosowanie tej metody przy atestacji ścianowych kombajnów bębnowych.

## 2.2. Metoda określania urabialności węgla aktualnie stosowana w Polsce

Rozwój mechanizacji urabiania pokładów węglowych, stosowanie maszyn o różnych konstrukcjach organów urabiających, jak i zainstalowanych mocach spowodowały potrzebę oceny i klasyfikacji pokładów węglowych pod względem urabialności, w celu prawidłowej lokalizacji stosowanych maszyn oraz prognozowania ich energochłonności.

Stosowana szeroko do końca lat siedemdziesiątych ubiegłego wieku metoda wyznaczania wskaźnika zwięzłości  $f$  Protodiakonowa (czy rzadziej, wskaźnika energetycznego urabialności  $U$ ) nie odpowiadały procesowi urabiania węgla przez organy urabiające instalowane w nowoczesnych ścianowych kombajnach bębnowych.

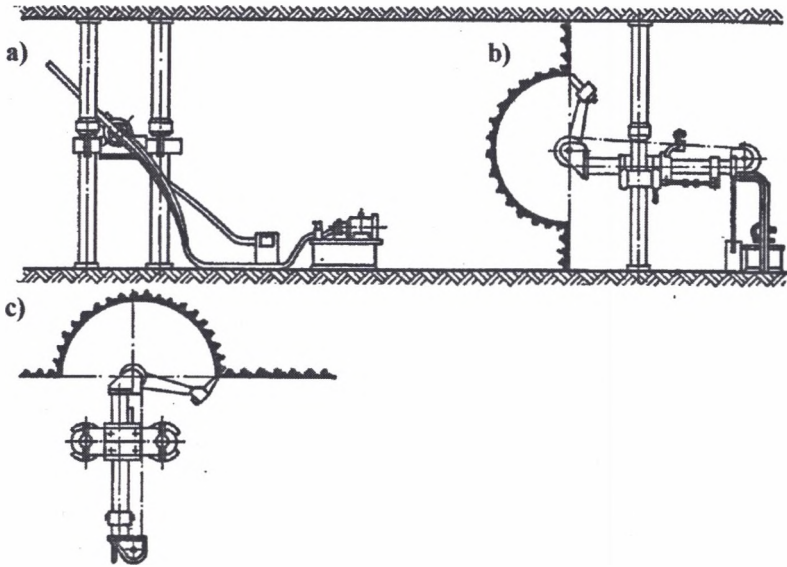
Opracowując nową metodę przyjęto, że powinna ona umożliwić prawidłową lokalizację ścianowych kombajnów bębnowych, dlatego też powinna spełniać następujące wymagania:

- opierać się na skrawalności węgla bezpośrednio w pokładzie, analogicznie do rzeczywistego organu urabiającego pracujących maszyn. Założenie to pozbawi wad i niedoskonałości metod, które polegają na zwiercaniu węgla lub wymagają współczynników przeliczeniowych;
- wykonywać pomiary skrawalności węgla w płaszczyznach pracujących organów zarówno w czole ściany węglowej, jak również przy pełnej głębokości zabioru kombajnów;
- umożliwić również wykonywanie badań skrawalności węgla na stanowisku badawczym we wszystkich możliwych stanach naprężenia i odkształcenia, jakie mogą wystąpić na czole ściany, w warunkach laboratoryjnych.

Te kryteria spełnia metoda określania skrawalności węgla opracowana przez CMG „KOMAG”, natomiast metodyka wykonywania pomiarów została opracowana wspólnie przez CMG „KOMAG” oraz Instytut Mechanizacji Górnictwa Politechniki Śląskiej (w tym przez autora niniejszej monografii). Metodyka pomiarów została bardzo szczegółowo opisana w pracach [128, 129, 130, 131]. Opracowanie metody pomiaru wskaźnika skrawalności  $A$

przez CMG „KOMAG” pozwoliło zbudować (w oparciu o klasyfikację rosyjską) klasyfikację polskich węgli według wskaźnika  $A$ . Tym samym umożliwione zostało praktyczne wykorzystanie oporów urabiania pojedynczym narzędziem skrawającym.

W oparciu o tę metodę w Polsce do wyznaczania oporów skrawania służy powszechnie stosowany przyrząd POS-1 [6, 13, 14, 15, 35, 57, 58, 79, 81, 83] konstrukcji CMG „KOMAG” (rys. 2.5).



Rys. 2.5. Przyrząd POS-1 do wyznaczania wskaźnika urabialności  $A_w$  (oporów urabiania):  
 a) skośnie,  
 b) w płaszczyźnie prostopadłej do spągu,  
 c) w płaszczyźnie równoległej do spągu

Fig. 2.5. POS-1 device to mining resistance estimation (mineability index  $A_w$ ):  
 a) oblique,  
 b) normal to the floor (vertical),  
 c) parallel to the floor (horizontal)

Przyrząd ten swoją techniką urabiania odwzorowuje sposób pracy narzędzi rzeczywistych instalowanych w głowicach urabiających, przy czym główny kierunek i zwrot urabiania jest ten sam. Wykonując skraw pionowy (po łuku - w płaszczyźnie prostopadłej do spągu, rys. 2.5b), odwzorowujemy charakter pracy noży instalowanych na głowicy urabiającej ścianowych kombajnów bębnowych.

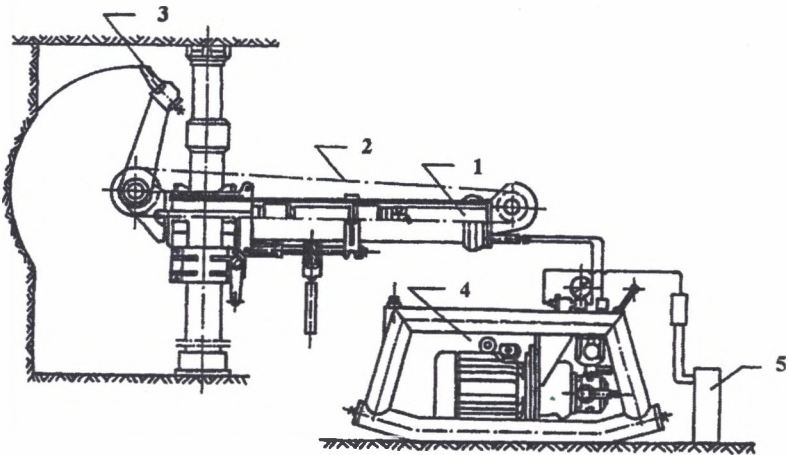
Do powyższego stwierdzenia uprawnia fakt, iż skraw pomiarowy wykonany przyrządem POS-1 ma zmienny kierunek skrawania w przybliżeniu poczynając od poziomego poprzez pionowy do poziomego, ale o przeciwnym na końcu zwrocie (rys. 2.5b).

Podobnie przedstawia się urabianie głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego.

Wyznaczanie oporów urabiania za pomocą przyrządu POS-1 polega na pomiarze siły skrawania ( $P_s$ ) przy stałej głębokości skrawu ( $g$ ). Pomiary te możemy prowadzić w płaszczyźnie dowolnie nachylonej do spągu wyrobiska (rys. 2.5).

Przyrząd POS-1 (rys. 2.6) zbudowany jest z siłownika dwustronnego działania 1, który poprzez łańcuch drabinkowy 2 napędza ramię wraz z nożem pomiarowym 3.

Siłownik zasilany jest agregatem hydraulicznym 4, złożonym z pompy PZ-25T o wydajności  $0,045 \left[ \frac{m^3}{min} \right]$  i maksymalnym ciśnieniu 1500 [Pa], napędzanym silnikiem elektrycznym (powietrznym).



Rys. 2.6. Przyrząd POS-1 – budowa, zasada działania

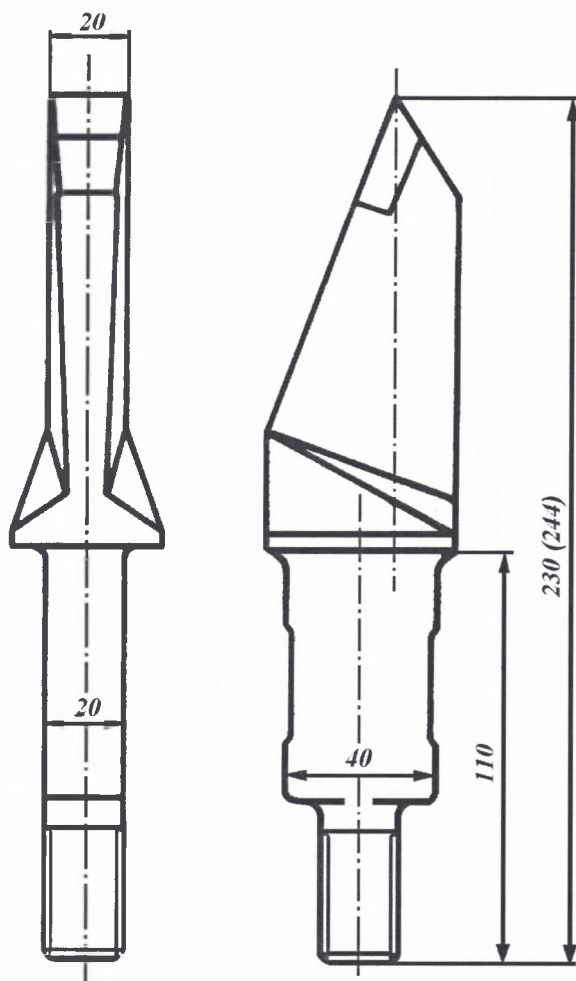
Fig. 2.6. POS-1 device – its construction and mode of action

Pomiaru siły skrawania na nożu pomiarowym dokonuje się pośrednio poprzez pomiar ciśnienia medium w siłowniku. Wielkość ciśnienia w siłowniku mierzona jest manometrem tensometrycznym wmontowanym w układ zasilania siłownika. Impulsy zmian ciśnienia wzmacniane są we wzmacniaczu i zapisywane w formie wykresu na taśmie rejestratora 5. Konstrukcja przyrządu umożliwia jego dowolne usytuowanie na wysokości wyrobiska.

Na podstawie wyników uzyskanych z badań dołowych [147], przeprowadzonych za pomocą przyrządu POS-1, ustalono, że wyniki badań wskaźnika urabialności (przez niektórych badaczy nazywanego wskaźnikiem skrawalności) mogą być porównywalne przy zachowaniu niezmienności takich parametrów, jak:

- stała długość ramienia przyrządu;
- jednakowa geometria noża pomiarowego;
- niezmienna grubość skrawu.

Doświadczalnie ustalono, że szerokość noża pomiarowego (stycznego) winna wynosić 20 [mm] (rys. 2.7).



Rys. 2.7. Nóż pomiarowy przyrządu POS-1

Fig. 2.7. Measuring knife of POS-1 device

Szerokość ta jest zbliżona do szerokości noży stosowanych w ścianowych kombajnach bębnowych. Natomiast głębokość  $g$  skrawu pomiarowego winna wynosić 10 [mm] (dla węgla twardego) lub 15 [mm] (dla węgla miękkiego) [128, 129, 130, 131]. Stosowanie większych

głębokości skrawu nie gwarantuje stabilnej pracy przyrządu, zwłaszcza w węglach trudno urabialnych i może spowodować częściowe odsunięcie przyrządu. Z doświadczeń wynika, że warunkiem koniecznym do utrzymania stałej głębokości skrawu pomiarowego jest stabilna praca przyrządu [147]. Na podstawie wieloletnich badań prowadzonych tak przez autora niniejszej monografii, jak i w CMG „KOMAG” można stwierdzić, że za pomocą przyrządu POS-I istnieje możliwość:

- wykonywania skrawów pomiarowych zarówno na stanowisku badawczym, jak i w warunkach naturalnych;
- skrawania węgla będących pod wpływem wszystkich możliwych stanów naprężenia i odkształcenia;
- prowadzenia badań dla dowolnego kierunku i zwrotu urabiania;
- prowadzenia skrawów grubych (do 20 [mm]);
- prowadzenia skrawów pomiarowych ostrzem o geometrii zbliżonej do geometrii ostrzy instalowanych w ścianowych kombajnach bębnowych (promieniowe, styczne);
- prowadzenia pomiarów na dowolnej wysokości i w dowolnym miejscu wyrobiska ścianowego;
- ciągłego pomiaru i rejestrowania oporów skrawania mierzonych na całej długości skrawu.

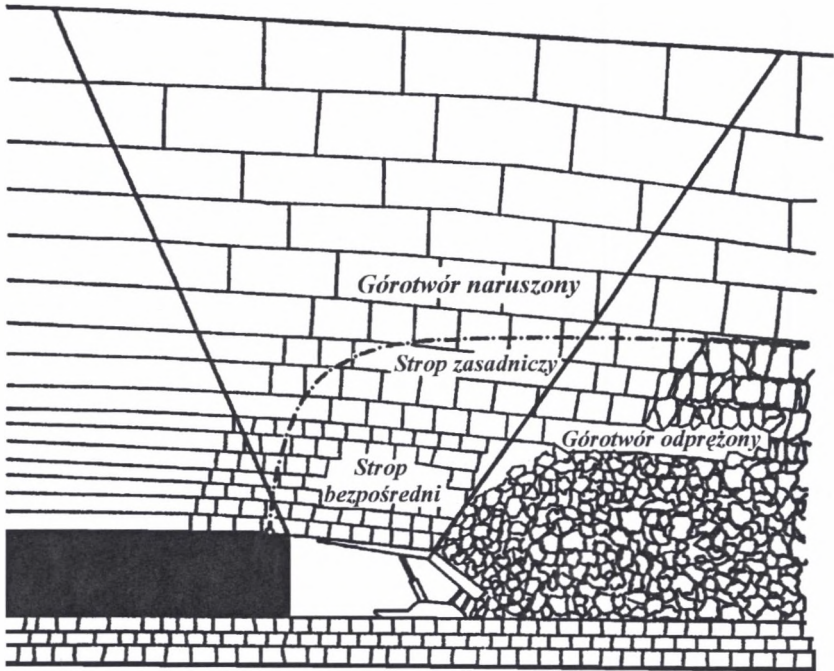
### **2.3. Wpływ ciśnienia górotworu na urabialność węgla**

W procesie urabiania pokładów węgla maszynami pracującymi na zasadzie skrawania istotną rolę odgrywa stan naprężenia w przyczołowej (urabianej) strefie pokładu (determinując urabialność w tej strefie). Jest on wynikiem ciśnienia eksploatacyjnego generowanego przez skały stropowe. Pierwotny stan naprężenia w górotworze nienaruszonym robotami górniczymi jest stanem trójkierunkowym, natomiast w momencie wykonywania wyrobisk górniczych stan ten zostaje naruszony i w miejscu urabiania występuje dwukierunkowy stan naprężenia.

Stan naprężenia w tej strefie jest rezultatem ciśnienia eksploatacyjnego prostopadłego do płaszczyzny eksploatowanego pokładu, reprezentowanego przez składową stanu naprężenia  $\sigma_z$ , generowanego przez spękane skały stropowe oraz siły docisku obudowy zmechanizowanej na strop pokładu.

Schemat górotworu w otoczeniu wyrobiska ścianowego przedstawia rys. 2.8 [31].

Stan naprężenia zmienia się w przyzółowej strefie pokładu od wartości maksymalnych do wartości składowej ciśnienia pierwotnego w górotworze nienaruszonym  $p_z$ . Zależy on również od warunków naturalnych i technicznych występujących w wyrobisku.



Rys. 2.8. Schemat górotworu w otoczeniu wyrobiska górniczego [31]

Fig. 2.8. Rock mass scheme in coal excavation area [31]

O wyłączeniu materiału w urabianej objętości pokładu decydują wartości składowych (np. głównych) stanu naprężenia. Zakłada się, że w czole ściany węglowej występują składowe główne stanu naprężenia  $\sigma_3 = \sigma_z$ , składowa pozioma  $\sigma_2 = \sigma_x$  oraz  $\sigma_1 = \sigma_y = 0$  (stan taki nazywamy płaskim lub poprawniej dwukierunkowym). W związku z powyższym uważa się, że maszyny urabiające na zasadzie skrawania pracują w dwukierunkowym stanie naprężenia [6, 13, 18, 30, 33, 74, 114] o składowych głównych  $\sigma_3 = \sigma_z$ ,  $\sigma_2 = \sigma_x$  oraz  $\sigma_1 = \sigma_y = 0$ , oraz dwukierunkowym stanie odkształcenia ( $\varepsilon_1 = \varepsilon_z$ ,  $\varepsilon_2 = \varepsilon_y$ ,  $\varepsilon_3 = \varepsilon_x = 0$ ).

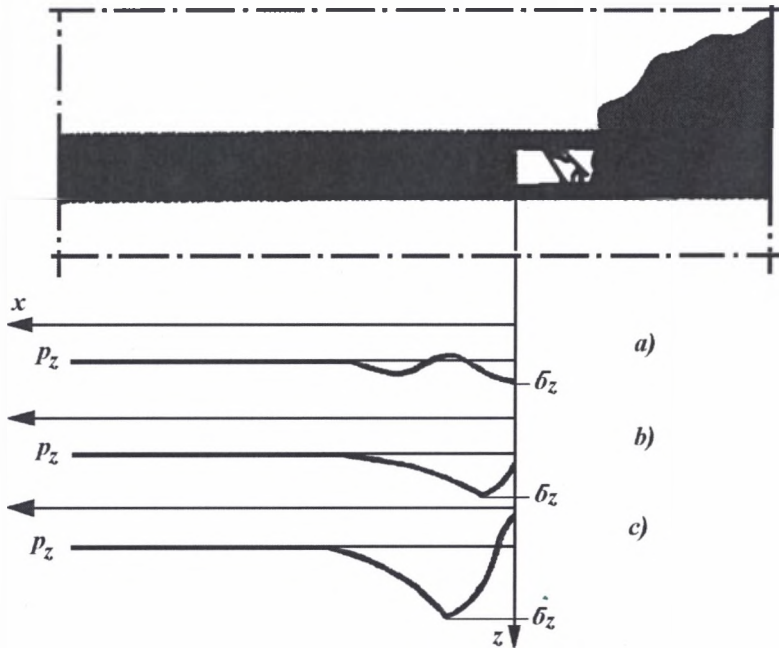
Naprężenia występujące w calźnie węglowej powodują powstawanie strefy spękań ułatwiającej urabianie.

Proces wybierania węgla narusza stan równowagi górotworu w bliższym i dalszym otoczeniu wyrobiska górniczego, powodując zmianę składowych głównych stanu naprężenia i pojawienie się spękań w strefie przyprzodkowej (rys. 2.8). Położenie krzywej oddzielającej



strefę górotworu odprężonego od górotworu naruszonego zależy od warunków naturalnych i technicznych występujących w wyrobisku [31].

Ciśnienie eksploatacyjne reprezentowane przez składową pionową stanu naprężenia  $\sigma_z$  zmienia się w przyczołowej strefie pokładu od wartości maksymalnej  $\sigma_z$  do wartości składowej ciśnienia pierwotnego w górotworze nienaruszonym, czyli do wartości  $p_z$  [110] (rys. 2.9). Naprężenie to zmienia się w przyczołowej strefie pokładu w sposób różny, tak jak to pokazują wykresy *a*, *b* i *c* na rysunku 2.9.



Rys. 2.9. Rozkład ciśnienia eksploatacyjnego  $\sigma_z$  w wybranym pokładzie węgla reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z$  stanu naprężenia [110]:

a,b,c - rozkład ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) przed czołem ściany

Fig. 2.9. Exploitation pressure wave analysis in mined coal seam represented by vertical component  $\sigma_z$  of the stress state [110]:

a,b,c – characteristics of exploitation pressures (represented by  $\sigma_z$ ) in front of the longwall

Gdy ciśnienie eksploatacyjne jest małe i nie przekracza wartości wytrzymałości na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$ , to maksymalne ciśnienie eksploatacyjne reprezentowane przez składową pionową  $\sigma_z$  wystąpi na czole ściany węglowej (rys. 2.9a). W przypadku węgla trudno urabiających może się okazać, że kombajn, w wyniku sił działających na organ urabiający, jest odpychany od calizny. W innym przypadku maksymalne ciśnienie eksploatacyjne ( $\sigma_z$ ) przesunie się w głąb pokładu (rys. 2.9b i 2.9c). Odległość tego przesunięcia zależy od względnej prędkości odprężania się skał oraz postępu ściany

węglowej. Gdy postęp ściany węglowej nie nadąży za odprężaniem skał stropu oraz czoła ściany węglowej, to przesunięcie maksymalnej wartości ciśnienia eksploatacyjnego ( $\sigma_z$ ) przemieszczające się w głąb pokładu jest dość znaczne (rys. 2.9c).

Ciśnienie eksploatacyjne osiąga wtedy wartość maksymalną w głębi pokładu, dlatego też pomiędzy czołem ściany węglowej a wartością maksymalnego ciśnienia eksploatacyjnego  $\sigma_z$  powstaje strefa odprężona, w której węgiel jest mocno spękany i następuje wyciskanie (wypychanie) węgla w kierunku wyrobiska.

Zmianą wartości ciśnienia eksploatacyjnego, reprezentowaną przez składową pionową stanu naprężenia  $\sigma_z$ , można wpływać na urabialność węgla. Przy zmianie rozkładu naprężenia (rys. 2.9) węgiel o dużej zwięzłości może być urabiany tak jak węgiel o małej zwięzłości. Wartość i rozkład ciśnienia eksploatacyjnego w pokładzie węgla można regulować postępowaniem wybierania, przede wszystkim jednak oddziaływaniem obudowy na skały otaczające wyrobisko [6, 33, 63, 114]. Z trzech przedstawionych na rys. 2.9 przypadków rozkładu naprężenia pożądanym rozkładem naprężenia jest rozkład przedstawiony na rys. 2.9c.

Z punktu widzenia efektywności urabiania węgla jest to zjawisko korzystne, mające bezpośredni wpływ na urabialność. Można je osiągnąć poprzez zmniejszenie podporności obudowy zmechanizowanej w warunkach danego przodku ścianowego, a także sposobu kierowania stropem.

Autor przeprowadził bardzo szczegółowe badania zależności wpływu naprężenia w strefie zabioru kombajnów ścianowych na urabialność mierzoną wskaźnikiem urabialności i wyniki tych badań przedstawił w swojej rozprawie doktorskiej [6].

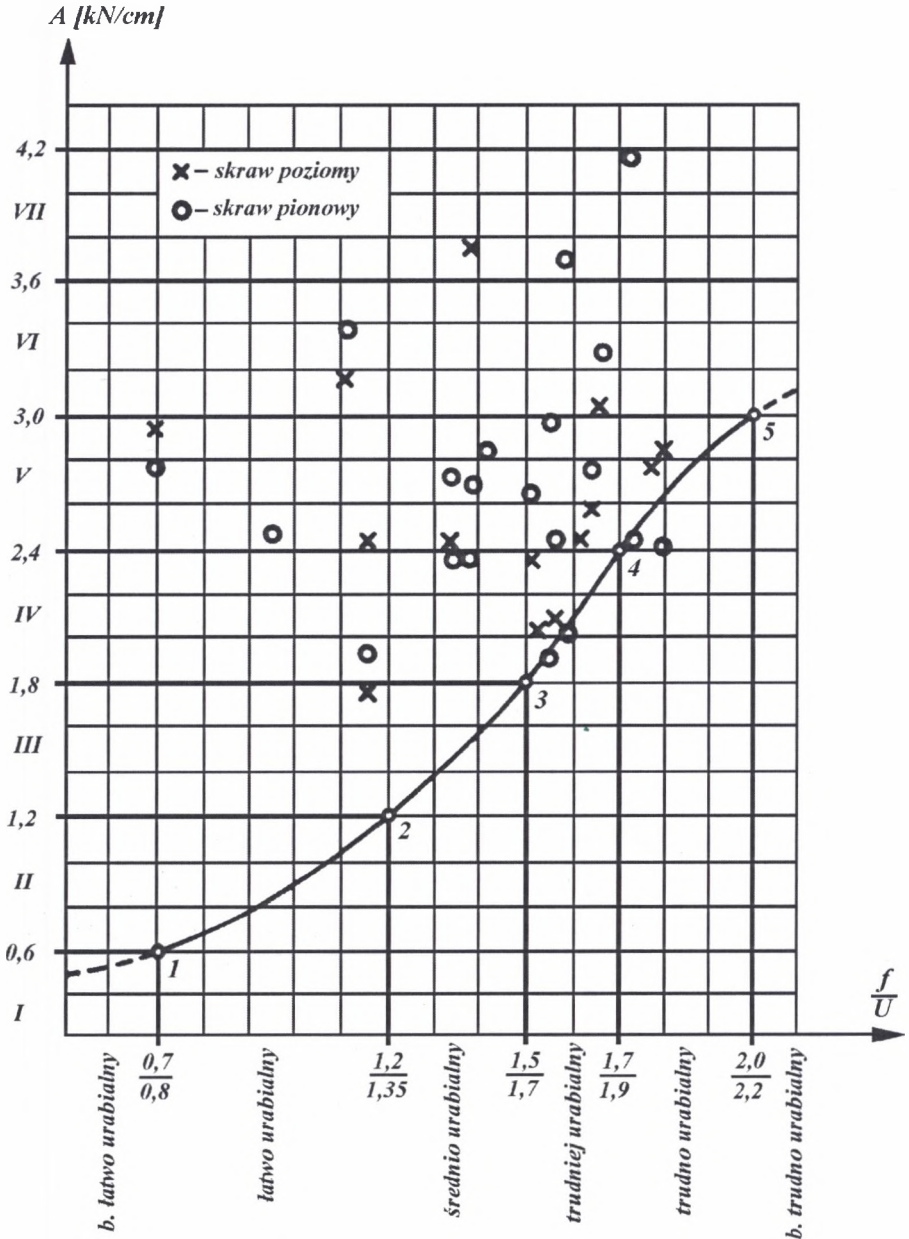
## **2.4. Próba określenia zależności pomiędzy wskaźnikami urabialności stosowanymi w Polsce**

Wyniki dotychczasowych badań urabialności ze względu na  $f$  oraz  $U$  w Zagłębiu Górnosląskim zostały szczegółowo przedstawione i opisane w pracach [20, 57, 113, 132, 133, 135]. Analiza materiału badawczego wykazała, że pomiędzy wskaźnikami  $f$  i  $U$  można ustalić związki korelacyjne. Pomędzy  $f$  i  $U$  oraz  $A$ , wyznaczonymi w tych samych miejscach pomiarowych, związki takie nie zachodzą [20, 113, 133] (rys. 2.10).

Na rys. 2.10 zaznaczono przebieg linii klasyfikacyjnej 1-2-3-4-5, sporządzonej w oparciu o wartości liczbowe wskaźników  $\frac{f}{U}$  (oś odciętych) oraz  $A$  (oś rzędnych) w odpowiednich klasach urabialności wg dotychczas stosowanej 6-przedziałowej klasyfikacji  $f$  i

$U$ , a także 8-przedziałowej klasyfikacji  $A$  (współrzędne punktów 1, 2, 3, 4, 5 są wartościami brzegowymi poszczególnych przedziałów klasyfikacyjnych).

Uzyskany obszar rozrzutu punktów korelacyjnych jest stosunkowo duży i obejmuje w niektórych przypadkach zakres co najmniej trzech klas urabialności.



Rys. 2.10. Porównanie wartości wskaźników urabialności  $f$  i  $U$  oraz  $A$

Fig. 2.10. Comparison of mineability index  $f$  as  $U$  and  $A$  values

Przedstawiona na rys. 2.10 analiza wskaźników urabialności  $\frac{f}{U}$  oraz  $A$  wykazuje wyraźne przesunięcie całego obszaru punktów względem linii klasyfikacyjnej 1-2-3-4-5 w jedną stronę (do góry).

W wyniku przeprowadzonej analizy można stwierdzić, że pomiędzy wskaźnikami urabialności  $f$  i  $U$  a wskaźnikiem  $A$  (określonym za pomocą przyrządu skrawającego POS-1) nie zachodzi jednoznaczna korelacja [20, 133, 135]. Zatem wykorzystywanie wartości wskaźników urabialności  $f$  oraz  $U$  przy doborze i lokalizacji maszyn urabiających pracujących na zasadzie skrawania musi doprowadzić do rozbieżności ze stanem faktycznym, czego szeroko dowodzi praktyka górnicza.

Podawana przez rosyjskich badaczy [125] zależność pomiędzy wskaźnikiem skrawalności  $A$  a wskaźnikiem zwięzłości  $f$  Protodiakonowa:

$$A = 150f \quad (2.12)$$

nie została w Polsce potwierdzona. Nie potwierdzają takiej zależności dla polskich węgla jednostki naukowo-badawcze zajmujące się problemem urabialności (Politechnika Śląska, AGH, CMG „KOMAG”). Również badania prowadzone przez autora niniejszej monografii wykazują brak korelacji pomiędzy tymi dwoma wskaźnikami ( $f$  oraz  $A$ ) [20, 133].

Wskaźniki  $f$  oraz  $U$  oddają właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej, jednak nie ma tutaj ścisłego związku między charakterem pracy maszyn urabiających na zasadzie skrawania a podatnością na urabianie.

Metody te nie uwzględniają również takich czynników, jak:

- stan naprężenia w strefie zabioru pracy organu urabiającego;
- zmienność wartości siły skrawania w granicach grubości pokładu;
- występowanie i usytuowanie płaszczyzn osłabionej spójności i przerostów.

Dlatego też nie można uznawać  $f$  i  $U$  za wskaźniki reprezentatywne dla określania oporów urabiania calizny węglowej za pomocą maszyn pracujących na zasadzie skrawania.

Wskaźnik urabialności  $A$  wyznaczony przyrządem POS-1 określa się jako stosunek średniej siły skrawania do grubości (głębokości) skrawu.

$$A = \frac{P_{s\acute{s}r}}{g} \quad (2.13)$$

Przyrząd ten swoim kierunkiem i zwrotem urabiania odpowiada sposobom pracy noży instalowanych na głowicach urabiających ścianowych kombajnów bębnowych.

Kryteria klasyfikacji przyjętej przez CMG „KOMAG” przedstawiają tabele 2.3 i 2.4.

W klasyfikacji tej (bez szczegółowego uzasadnienia) wiele węgla pod względem trudności urabiania odnosi się, w zależności od wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , do dwóch różnych klas (wg przyjętego podziału na węgle kruche i zwięzłe), a także łączy się pewne klasy w jedną. Tak przyjęty podział jest nieczytelny, gdyż nie oddaje on jednoznacznej zależności pomiędzy oporami urabiania a właściwościami mechanicznymi urabianej calizny węglowej.

Tabela 2.3

**Klasy węgla w zależności od wartości wskaźnika urabialności węgla A wg CMG „KOMAG”**

<b>Klasy węgla</b>	<b>I</b>	<b>II</b>	<b>III</b>	<b>IV</b>	<b>V</b>	<b>VI</b>	<b>VII</b>	<b>VIII</b>
wskaźnik urabialności węgla A [ $\frac{kN}{cm}$ ]	do 0,60	0,61÷ 1,20	1,21÷ 1,80	1,81÷ 2,40	2,41÷ 3,00	3,01÷ 3,60	3,61÷ 4,20	powyżej 4,21

Tabela 2.4

**Kategorie węgla w zależności od stopnia trudności urabiania wg CMG „KOMAG”**

<b>Kategorie węgla wg stopnia trudności urabiania</b>	<b>Klasy węgla wg wartości wskaźnika A [<math>\frac{kN}{cm}</math>]</b>	
	<b>kruchy <math>\psi &lt; 60^\circ</math></b>	<b>zwięzły <math>\psi &gt; 60^\circ</math></b>
bardzo dobrze urabialny	I	-
dobrze urabialny	II	-
średnio urabialny	III	II
powyżej średnio urabialny	IV	III
trudno urabialny	V	IV
bardzo trudno urabialny	-	V-VI
szczególnie trudno urabialny	-	VII-VIII

## 2.5. Analiza wyników z przeprowadzonych badań wskaźnika urabialności A

Badania wartości wskaźnika urabialności A przeprowadzono w różnych pokładach węglowych, mianowicie: w 38 wyrobiskach ścianowych dla skrawów poziomych (równoległych do stropu i spągu) oraz w 53 wyrobiskach ścianowych dla skrawów pionowych (prostopadłych do stropu i spągu), w 16 kopalniach węgla kamiennego Zagłębia Górnośląskiego [20, 57, 113].

Uzyskane z badań „in situ” wartości wskaźników urabialności A zostały opracowane i przedstawione dla:

- skrawów poziomych - tabela 2.5, wykres (rys. 2.11);
- skrawów pionowych - tabela 2.6, wykres (rys. 2.12).

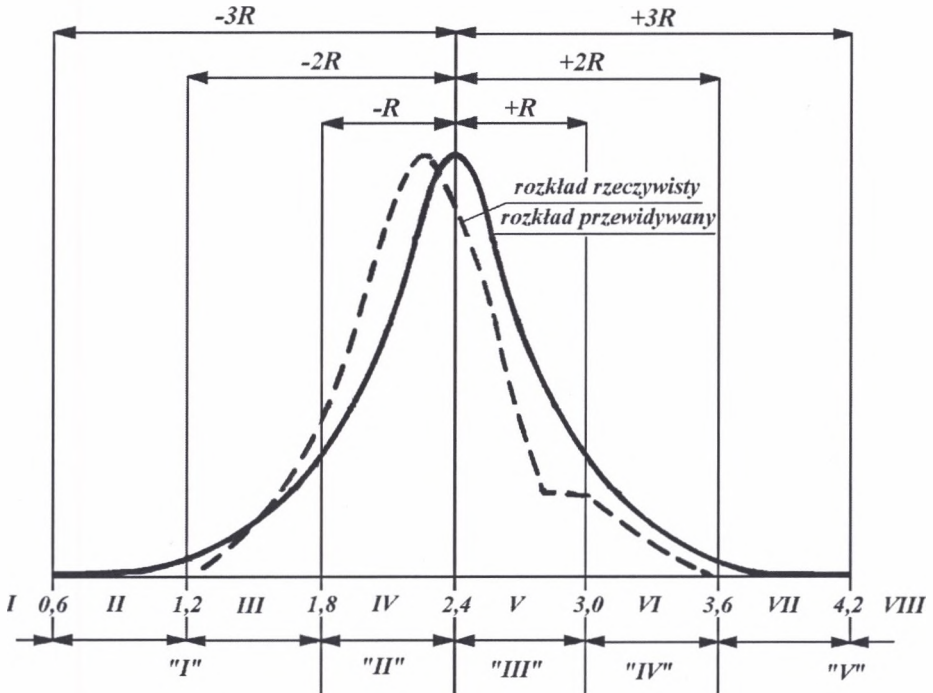
Zmienność wskaźnika urabialności  $A$  w wyrobiskach ścianowych eksploatowanych lub przygotowywanych do eksploatacji jest określona funkcją rozkładu normalnego w postaci:

$$\varphi_A = \frac{1}{R_{A_{\text{sr}}}\sqrt{2\pi}} \exp \frac{-(A_i - A_{\text{sr}})^2}{2R_{\text{sr}}^2} \quad (2.14)$$

Tabela 2.5

Parametry funkcji rozkładu zmienności  
wskaźników urabialności  $A$  w ścianach węglowych  
Zagłębia Górnośląskiego. Skrawy poziome

<i>Lp.</i>	<i>Pokład</i>	$A \left[ \frac{kN}{cm} \right]$	$A_{\text{sr}} \left[ \frac{kN}{cm} \right]$	$R_A = \sqrt{\frac{1}{n} \sum (A_i - A_{\text{sr}})^2}$
1	324	2,48		
2	302	2,79		
3	364	2,13		
4	405	2,27		
5	450	2,10		
6	405	2,87		
7	402	2,41		
8	418	2,24		
9	501	2,01		
10	501	2,90		
11	504	2,12		
12	504	2,13		
13	620	1,89		
14	411	1,77		
15	501	2,92		
16	410	1,63		
17	506	2,33		
18	405	1,93		
19	405	1,96	2,40	6,015
20	504	2,36		
21	404	1,26		
22	404	2,05		
23	403	2,72		
24	506	2,48		
25	401	2,56		
26	364	1,98		
27	362	1,80		
28	708	3,31		
29	620	2,79		
30	324	2,72		
31	303	2,24		
32	303	2,90		
33	303	1,59		
34	708	3,41		
35	214	2,46		
36	214	2,40		
37	209	2,99		
38	308	3,58		



Rys. 2.11. Rozkład zmienności wartości wskaźnika urabialności  $A$  przy skrawkach poziomych (równoległych do stropu i spągu):  
 I, II, ... VIII – dotychczas stosowane przedziały klasyfikacyjne,  
 „I”, „II”, ... „V” – proponowane przedziały klasyfikacyjne

Fig. 2.11. Distribution of index  $A$  variability at horizontal cuts (parallel to roof and floor):  
 I, II, ... VIII – currently used classification groups,  
 „I”, „II”, ... „V” – suggested classification groups

Funkcja ta ograniczona w przedziale  $\pm 3 R_{A\dot{s}r}$ , przyjmie następującą postać:

- dla skrawków poziomych (równoległych do stropu i spągu);

$$\varphi_{A_{poz}} = \frac{1}{6,015\sqrt{2\pi}} \exp \frac{-(A_i - 2,40)^2}{1,20} \quad (2.15)$$

- dla skrawków pionowych (prostopadłych do stropu i spągu);

$$\varphi_{A_{pion}} = \frac{1}{4,178\sqrt{2\pi}} \exp \frac{-(A_i - 2,80)^2}{8,343} \quad (2.16)$$

Jak wynika z przeprowadzonej analizy, wartości wskaźnika urabialności  $A$  określone „in situ” przyrządem POS-1 w wyrobiskach ścianowych eksploatowanych lub przygotowywanych do eksploatacji przyjmowały wartości:

- od 1,20 do 3,60  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$  dla skrawków poziomych (równoległych do stropu i spągu);

- 1,60 do 4,20  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$  dla skrawków pionowych (prostopadłych do stropu i spągu).

Tabela 2.6

**Parametry funkcji rozkładu zmienności  
wskaźników urabialności A w ścianach węglowych  
Zagłębia Górnośląskiego. Skrawy pionowe**

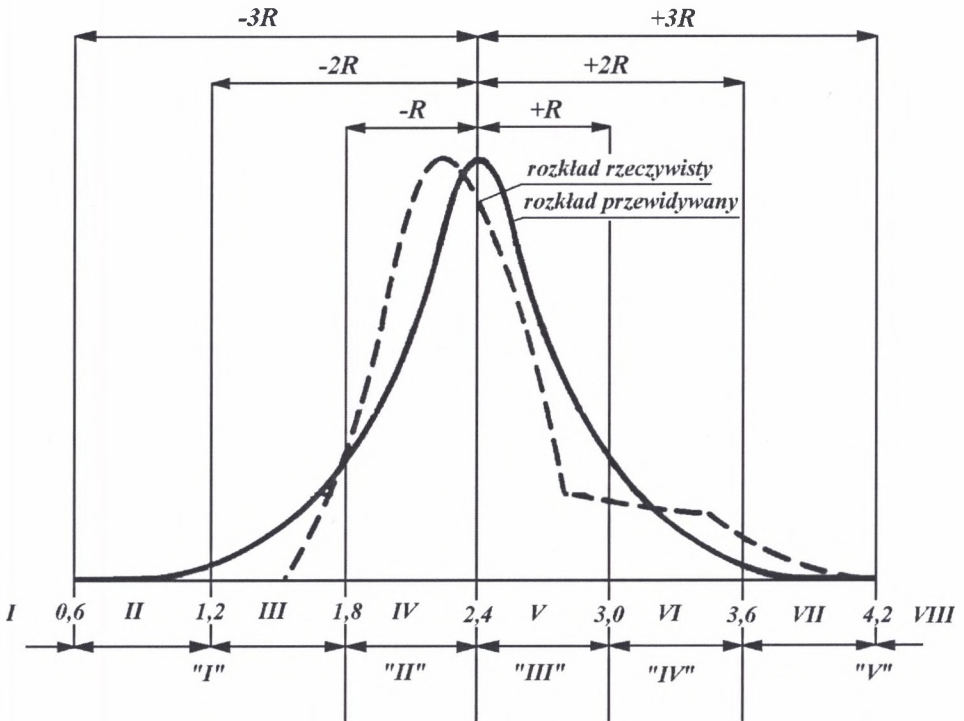
Lp.	Pokład	A $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$	Lp.	Pokład	A $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$	$A_{\text{sr}}$ $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$	$R_A = \sqrt{\frac{1}{n} \sum (A_i - A_{\text{sr}})^2}$
1	324	3,37	27	362	2,06		
2	302	2,47	28	324	1,93		
3	364	2,82	29	409	1,95		
4	405	2,45	30	324	2,74		
5	450	2,92	31	303	1,76		
6	405	2,25	32	709	4,05		
7	402	2,78	33	303	2,09		
8	418	2,71	34	301	3,27		
9	501	3,02	35	214	2,28		
10	501	1,91	36	214	2,23		
11	504	2,48	37	209	2,35		
12	504	3,01	38	364	1,61		
13	620	2,95	39	362	3,57		
14	411	2,48	40	324	2,87	2,80	4,178
15	501	2,89	41	709	3,33		
16	410	4,26	42	324	2,64		
17	506	2,43	43	418	2,18		
18	620	3,51	44	324	2,98		
19	405	1,75	45	303	1,82		
20	404	1,67	46	303	3,52		
21	404	2,64	47	303	2,59		
22	504	3,38	48	303	1,64		
23	403	2,28	49	301	2,39		
24	401	1,58	50	708	4,09		
25	501	2,26	51	208	3,39		
26	506	2,87	52	214	2,94		
			53	209	2,36		

Udziały procentowe poszczególnych klas w dotychczas stosowanym podziale (wg CMG „KOMAG”) dla skrawów poziomych i pionowych zestawione są w tabeli 2.7.

**Tabela 2.7  
Udział procentowy węgla w poszczególnych  
przedziałach klasyfikacyjnych  
(wg dotychczas stosowanej klasyfikacji)**

Klasa	Skraw poziomy	Skraw pionowy
I	0%	0%
II	0%	0%
III	11%	11%
IV	39%	25%
V	43%	40%
VI	3%	19%
VII	4%	4%
VIII	0%	1%





Rys. 2.12. Rozkład zmienności wartości wskaźnika urabialności  $A$  przy skrawkach pionowych (prostopadłych do stropu i spągu):  
 I, II, ..., VIII – dotychczas stosowane przedziały klasyfikacyjne,  
 „I”, „II”, ..., „V” – proponowane przedziały klasyfikacyjne

Fig. 2.12. Distribution of index  $A$  variability at vertical cuts (normal to roof and floor):  
 I, II, ..., VIII – currently used classification groups,  
 „I”, „II”, ..., „V” – suggested classification groups

Analizując udział wielkości wskaźników urabialności  $A$  w poszczególnych klasach można stwierdzić, że najliczniejszą grupę stanowią pokłady węglowe zaliczane do IV oraz V klasy urabialności. Udział pokładów w pozostałych klasach ulega gwałtownie zmniejszeniu, a w pewnych klasach w ogóle nie występuje.

W przedziałach  $\pm 3 R_{A\text{śr}}$ , czyli dla wartości wskaźnika urabialności  $A = 1,60$  do  $4,20 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  dla skrawków pionowych oraz wartości wskaźnika urabialności  $A = 1,20$  do  $3,50 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  dla skrawków poziomych, pokłady węglowe dotychczas zaliczane do I, II i VIII

klasy w ogóle nie występują, natomiast w klasie VII ich udział wynosi poniżej 5%. Dlatego też, zdaniem autora, niecelowe się wydaje podawanie klas węgla, które w polskim górnictwie praktycznie nie występują (klasy I, II i VIII), a także tych, w których procentowy udział jest

znikomy (klasa VII). Jak wynika z tabeli 2.5, najliczniejszą grupę w polskim górnictwie węglowym stanowią klasy od III do VI, z przewagą klas IV i V, gdzie ich łączny udział wynosi od 65 do 82% (w przypadku skrawów poziomych).

Uwzględniając powyższy fakt, autor zaproponował przyjęcie, ze względu na wartość wskaźnika urabialności  $A$ , zmodyfikowanej klasyfikacji pokładów węglowych łącząc skrajne klasy w jedną – pierwszą z drugą oraz trzecią, a także siódmą z ósmą. W miejsce dotychczas stosowanych ośmiu klas autor zaproponował pięć klas urabialności pokładów węglowych (tabela 2.8).

Tabela 2.8

Klasy węgla					
Parametr	I	II	III	IV	V
$A \left[ \frac{kN}{cm} \right]$	do 1,80	1,81÷2,40	2,41÷3,00	3,01÷3,60	powyżej 3,61

Procentowy udział klas węgla w poszczególnych przedziałach klasyfikacyjnych w zmodyfikowanym podziale wg stopnia trudności urabiania dla skrawów poziomych i pionowych będzie wynosił jak w tabeli 2.9. Podział ten, zdaniem autora, jest adekwatny dla polskich węgla.

Tabela 2.9

Udział procentowy węgla w poszczególnych przedziałach klasyfikacyjnych (wg zmodyfikowanej klasyfikacji)

Klasa	Skraw poziomy	Skraw pionowy
I	11%	11%
II	39%	25%
III	43%	40%
IV	3%	19%
V	4%	5%

## 2.6. Wskaźnik urabialności $A_{\psi}$

Proces mechanicznego urabiania węgla i towarzyszący temu (dla uzyskania wysokiej koncentracji wydobywania) ciągły rozwój wdrażanych do ruchu maszyn i systemów mechanicznego urabiania wymagają stosowania dokładniejszych metod określania właściwości mechanicznych urabianej calizny węglowej uwzględniających zastosowaną technikę (sposób) urabiania oraz warunki górniczo-geologiczne, w których ten proces się odbywa.

Istotną rolę w procesie urabiania maszynami pracującymi na zasadzie skrawania odgrywa stan naprężenia w przyczołowej strefie pokładu, determinując urabialność w tej strefie (rys.2.9). Wartość składowej pionowej stanu naprężenia  $\sigma_z$  (która wyraża ciśnienie eksploatacyjne) decyduje o wartości wytężenia materiału węglowego (wartości naprężenia zredukowanego  $\sigma_{red}$ ), a tym samym o jego urabialności.

Procesowi skrawania, uwzględniającemu wpływ wcześniej wymienionych czynników na wartość oporów urabiania, poświęcono wiele prac i to zarówno w ujęciu teoretycznym, jak i eksperymentalnym. Badania powyższe poszukują związków zachodzących pomiędzy omówionymi czynnikami (parametrami) a oporami urabiania wyrażonymi wartościami sił występujących w trakcie procesu urabiania.

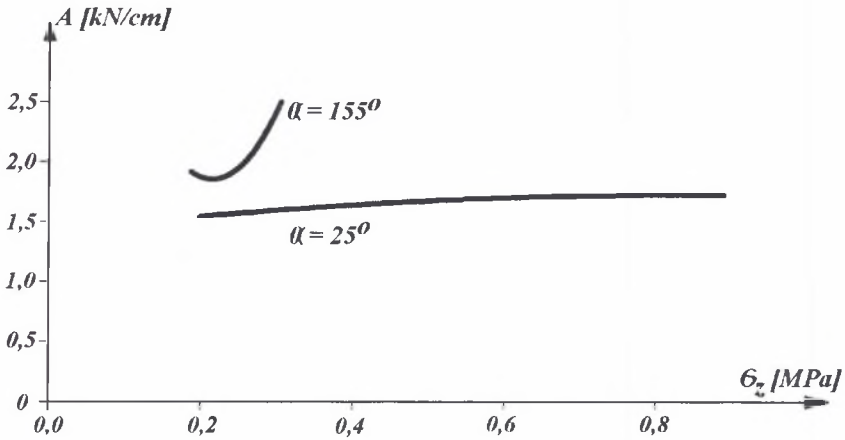
Wskaźniki urabialności, których ustanowiono wiele (wyznaczane różnymi metodami), w różny sposób odzwierciedlają właściwości mechaniczne węgla zalegającego w pokładzie [6, 35, 57, 58, 79, 98]. Oprócz wskaźników urabialności wprowadzono również podział węgla na kruche i zwięzłe [57, 58, 79, 127] zależnie od wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  [6, 13, 18, 98, 130].

Węgiel jest materiałem kruchym, niejednorodnym, posiadającym płaszczyzny uławicenia (kliważu), przerosty oraz spękania. Jak wynika z przeprowadzonych przez autora badań próbek węgla pobranych z KWK „Marcel”, istotny wpływ na wartość wskaźnika urabialności  $A$  ma nie tylko wartość składowej pionowej stanu naprężenia  $\sigma_z$ , ale także płaszczyzny uławicenia (kliważu) oraz płaszczyzny łupliwości, przebiegające w stosunku do płaszczyzn uławicenia pod kątem zbliżonym do prostego.

Tabela 2.10

## KWK „Marcel” pokład 708J

Lp.	$\sigma_z$ [MPa]	$A$ [ $\frac{kN}{cm}$ ]	Głębokość skrawu $g$ [cm]	Kąt kierunku skrawu wzgl. pł. kliważu [ $\alpha^0$ ]
1	0,236	1,41	1	25
2	0,187	1,91	1	155
3	0,233	1,87	1	155
4	0,198	1,44	1	25
5	0,204	1,57	1	25
6	0,327	1,65	1	25
7	0,503	1,61	1	25
8	0,681	1,47	1	25
9	0,891	1,55	1	25
10	0,218	1,89	1	65
11	0,306	2,49	1	155
12	0,218	1,66	1	25
13	0,350	1,65	1	25
14	0,503	1,79	1	25
15	0,681	1,77	1	25
16	0,891	1,91	1	25



Rys. 2.13. Wpływ kąta kierunku skrawu w stosunku do płaszczyzn utawienia (kliważu) na wartość wskaźnika urabialności A w funkcji składowej głównej stanu naprężenia  $\sigma_x$ :

1. dla  $\alpha = 25^\circ$ ;  $y = -0,4409x^2 + 0,7268x + 1,4054$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,5220$
2. dla  $\alpha = 155^\circ$ ;  $y = 78,6780x^2 - 33,9140x + 5,5007$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8100$

Fig. 2.13. Influence of cut direction angle in relation to bedding (cleavage) planes on mineability index A value as a function of main component of stress state  $\sigma_x$ :

1. for  $\alpha = 25^\circ$ ;  $y = -0,4409x^2 + 0,7268x + 1,4054$ ,  
where  $R^2 = 0,5220$
2. for  $\alpha = 155^\circ$ ;  $y = 78,6780x^2 - 33,9140x + 5,5007$ ,  
where  $R^2 = 0,8100$

Wartości te są tym większe, im większy jest kąt kierunku skrawu względem płaszczyzny kliważu (tabela 2.10, rys. 2.13).

W Polsce badania laboratoryjne wpływu kierunku skrawania względem głównych płaszczyzn łupliwości oraz geometrii narzędzia skrawającego przeprowadzono w Głównym Instytucie Górnictwa [111]. Wykonywane były skrawki pomiarowe na głębokość 3 [mm], z prędkością  $10 \div 40 \left[ \frac{cm}{s} \right]$ .

Z przeprowadzonych badań [111] wynika, że:

- opór skrawania jest liniowo zależny od głębokości skrawu;
- wzrost kąta natarcia ostrza skrawającego powoduje zmniejszenie sił skrawania.

W badaniach podstawowych (urabianie pojedynczym nożem) poszukuje się korelacji pomiędzy parametrami skrawania, narzędziem, właściwościami mechanicznymi urabianej calizny a oporami (siłami) urabiania.

Do ważniejszych metod umożliwiających wyznaczanie oporów urabiania (sił urabiania) należą [23, 66, 83, 120]:

- 1 - metoda wyznaczania oporów urabiania za pomocą wzorów empirycznych;

- 2 - metoda wyznaczania oporów urabiania oparta na analogii do skrawania metali;
- 3 - metoda wyznaczania oporów urabiania za pomocą wzorów empirycznych uzyskanych z badań laboratoryjnych;
- 4 - metoda wyznaczania oporów urabiania oparta na hipotezie, że podstawową rolę w procesie urabiania skał odgrywa strefa sprasowania, stanowiąca pośredni element w przenoszeniu sił z narzędzia na skałę;
- 5 - metoda wyznaczania oporów urabiania oparta na hipotezie zakładającej określony krzywoliniowy kształt pęknięcia pod wpływem naprężeń rozciągających;
- 6 - metoda wyznaczania oporów urabiania w oparciu o założenie, że organ został podzielony na strefy, w zależności od tego jak kształtuje się głębokość skrawania w danej strefie w stosunku do głębokości granicznej skrawu, przy której następuje pęknięcie grzebieni między liniami skrawania noży [37] - metoda wzorów empirycznych.

Z wymienionych powyżej metod wyznaczania oporów skrawania, trzy (pierwsza, druga, trzecia) oparte są na zależnościach empirycznych. Metody te są wynikiem wieloletnich prac badawczych, pozostałe natomiast oparte są na teoriach niszczenia spójności skały. Metoda uwzględniająca działanie siły na nóż na podstawie wzorów empirycznych została oparta na założeniu, że siła skrawania jest liniowo zależna od głębokości skrawania [6, 32, 57, 93, 98]. Powyższa metoda zakłada, że podczas wnikania noża w skałę przed powierzchnią natarcia tworzy się strefa sprasowania z rozdrobnionej skały. Na podstawie przeprowadzonych badań stwierdzono, że największą siłą jest siła skrawania  $P_s$  (rys. 2.13) i jest ona proporcjonalna do głębokości skrawu.

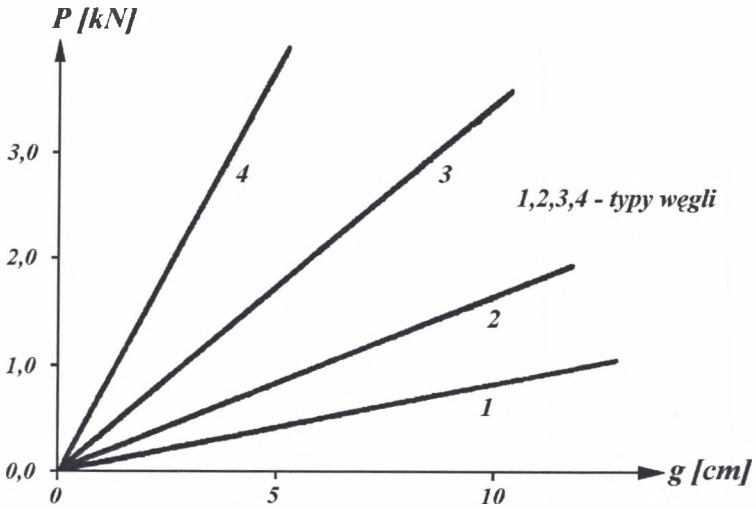
Badania laboratoryjne poszukujące zależności pomiędzy głębokością skrawu, wartością siły oraz geometrią noża na wartość oporów skrawania prowadzono w wielu ośrodkach badawczych [6, 32, 62, 100, 101, 104, 108, 109, 124, 137].

Z przeprowadzonych badań wynika, że:

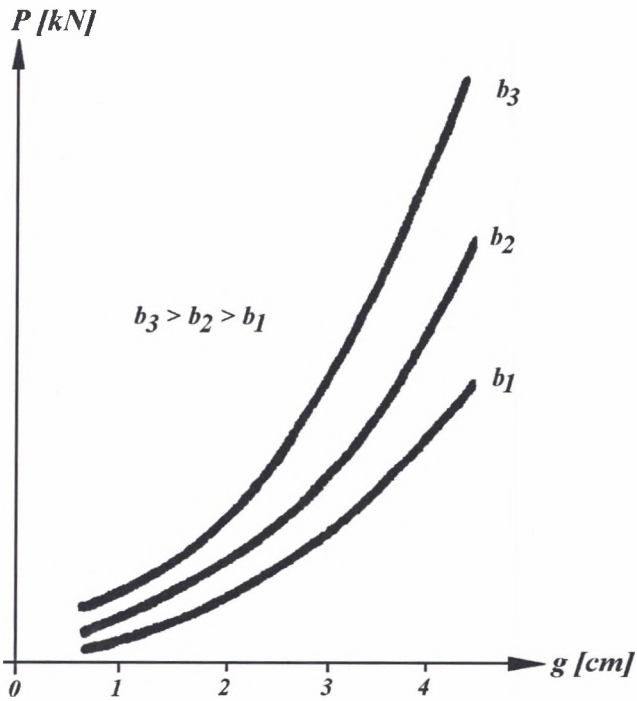
- głębokość skrawu zwiększa proporcjonalnie średnią wartość oporów (sił) skrawania  $P_s$ . Siła ta rośnie wg zależności liniowej wraz ze wzrostem głębokości skrawu w pewnym obszarze wielkości głębokości skrawu (rys. 2.14) [108];
- zwiększenie kąta natarcia ostrza skrawającego powoduje zmniejszenie sił skrawania.

Generalnie można stwierdzić, że siły działające na ostrze rosną wraz ze wzrostem głębokości skrawania (rys. 2.14).

Dla noży płaskich o ostrzach klinowych przebieg oporów skrawania w funkcji głębokości skrawu jest funkcją paraboliczną (rys. 2.15) [104, 109].



Rys. 2.14. Wpływ głębokości skrawu  $g$  na wielkość oporów skrawania  $P$  dla węgla różnych typów  
 Fig. 2.14. Influence of cut  $g$  depth on mining resistance  $P$  for various coal types



Rys. 2.15. Wpływ głębokości skrawu  $g$  na wielkość oporów skrawania  $P$  dla noży z ostrzami klinowymi  
 Fig. 2.15. Influence of cut depth  $g$  on cutting resistance  $P$  value for knives with wedge-shaped blades

Powyższe badania (dla węgla polskich) autor przeprowadził również na stanowisku badawczym w VVUU w Ostrawie-Radwanicach (Czechy), gdzie potwierdziła się liniowa zależność pomiędzy głębokością skrawu  $g$  a wartością siły skrawania  $P_s$  w zakresie głębokości od 10 do 40 [mm].

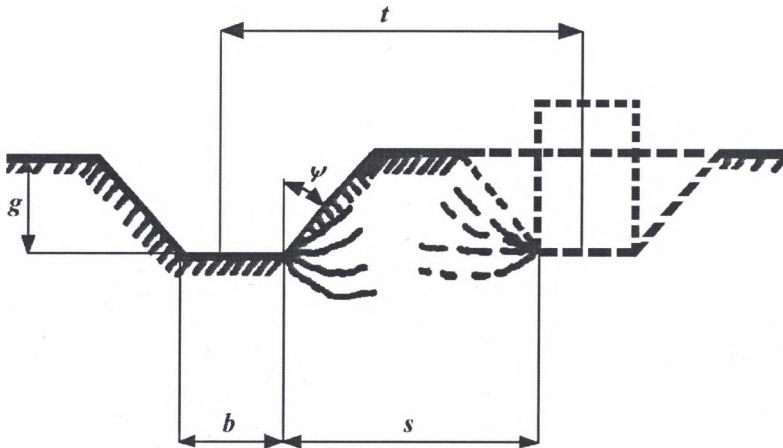
Inaczej przedstawia się sytuacja w przypadku ostrzy o złożonym kształcie. Przyjmuje się, że rozpatrywana zależność ma charakter funkcji typu:

$$P_{s i} = a \cdot g^x, \quad (2.17)$$

gdzie wykładnik potęgowy  $x < 1$  [62].

Dla analiz teoretycznych celem uproszczenia dopuszcza się przyjęcie liniowej zależności oporów skrawania od głębokości skrawu [85, 112]. W konsekwencji można stwierdzić, że jednostkowy opór urabiania rośnie wraz z głębokością skrawu (rys.2.14).

Opory (siły) skrawania zależą nie tylko od głębokości skrawu, ale także od usytuowania wycinanej bruzdy w stosunku do powierzchni swobodnej oraz bruzd powstałych w wyniku poprzednich przejść ostrza (rys. 2.16) [67].



Rys. 2.16. Usytuowanie sąsiednich skrawów [67]

Fig. 2.16. Adjacent cuts placement [67]

Jak wynika z rys. 2.16, dla określonej odległości poszczególnych skrawów  $t$  mogą wystąpić takie warunki, że każdy kolejny skraw będzie wykonywany w strefie odprężonej i splekanej wskutek wykonania wcześniejszego skrawu. Badania przeprowadzone m.in. przez autorów [3, 106, 107, 108] wykazują, że w miarę zwiększania odległości pomiędzy sąsiednimi bruzdami siła skrawania asymptotycznie rośnie.

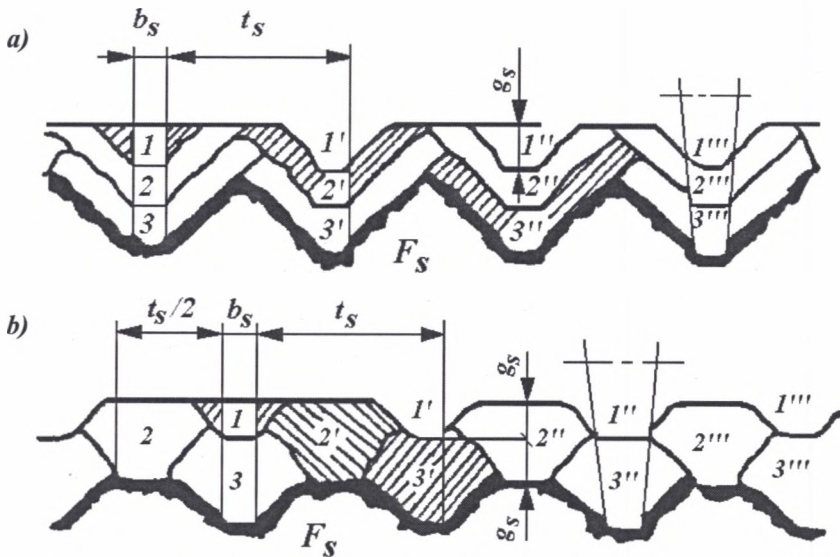
Natomiast po przekroczeniu pewnej wartości (która jest związana z głębokością skrawu) wielkość jej jest stała.

Jeżeli odległość  $s$  ( $s = t - b$ , rys. 2.16) pomiędzy sąsiednimi skrawami (lub podziałką skrawania  $t$ ) jest duża, to następne, sąsiednie i identyczne skrawy trzeba wykonać z tą samą siłą co skraw pierwszy.

W literaturze [62] można spotkać tzw. współczynnik wykruszania skały  $k$ , który podany jest za pomocą następującego wzoru:

$$k = \frac{t - b}{g} = \frac{s}{g} \quad (2.18)$$

Wartość tego współczynnika (od którego zależy wartość oporu skrawania) jest przez różnych autorów różnie interpretowana - wg [137] powinna ona wynosić  $0,67 \div 1$ . Podobnie uważa autor [4] stwierdzając, że w przypadku urabiania skał twardych, zwięzłych, należy przyjmować  $k \approx 1$ , natomiast autor [105] dla piaskowców otrzymywał wartość  $k = 1 \div 2,5$ . Według [54] dla większości skał, przy skrawaniu nożami płaskimi, optymalna wartość współczynnika wykruszania skały powinna wynosić  $k = 2$ .



Rys. 2.17. Układy skrawów [81]:  
 a) zgodne następstwa skrawów,  
 b) przestawne następstwa skrawów

Fig. 2.17. Cut configuration [81]:  
 a) concordant sequence of cuts,  
 b) inverted sequence of cuts



Według [81] istotnym parametrem wpływającym na wartość sił skrawania jest następstwo skrawów (rys. 2.17). Głębokość skrawu przy stałym kącie bocznego rozkruszenia  $\psi$  zależy od podziałki  $t_s$  oraz od następstwa skrawów. W zależności od wielkości podziałki mamy do czynienia ze skrawami otwierającymi, półotwartymi lub wgłębnyymi. W przypadku skrawu wgłębego dla tej samej grubości skrawu siła skrawania jest około 75% wyższa [94] niż w przypadku skrawu otwierającego. Natomiast przy skrawie otwierającym siła skrawania wykazuje wartości od 100 do 150% większe niż przy skrawie półotwartym.

Jak widać z powyższych rozważań, problemem tym zajmowało się wielu badaczy w różnych ośrodkach badawczych. Pomimo dużej liczby badań, podobnego podejścia do problemu urabiania opinie nie są jednoznaczne. Charakter przebiegu sił może być różny zależnie od rodzaju urabianej skały, geometrii ostrza, głębokości oraz układu skrawów.

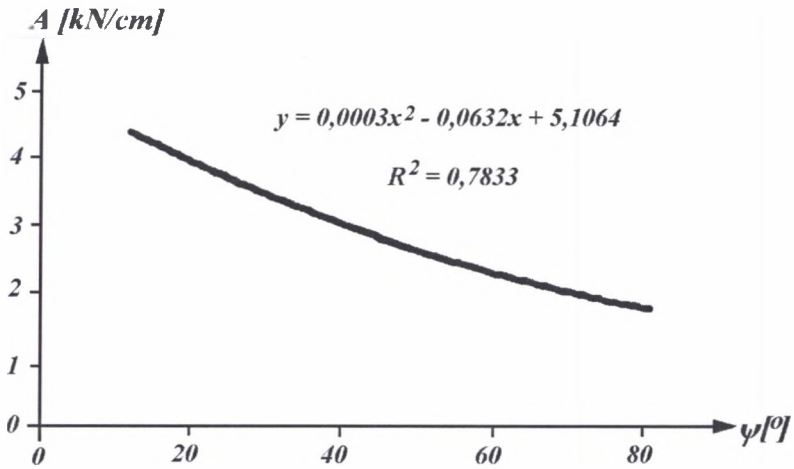
W Polsce, jak dotąd, najlepsze wyniki uzyskano mierząc opory urabiania bezpośrednio w pokładzie oraz na specjalnym stanowisku badawczym przyrządem POS-1. Tak wyznaczonymi wielkościami charakteryzuje się właściwości mechaniczne węgla.

Podstawą omawianej metody badań jest przyjęcie modelu odwzorowującego charakter pracy maszyn urabiających na zasadzie skrawania oraz mogących wystąpić zmian warunków górnictwo-geologicznych wpływających na kształtowanie się ciśnienia eksploatacyjnego reprezentowanego przez składową pionową stanu naprężenia  $\sigma_z$ . W celu określenia wartości wskaźnika urabialności wyznaczone zostały opory urabiania  $P_s$ , przy różnych wartościach  $\sigma_z$  stanu naprężenia w węglu [6].

Wyznaczenie powyższych wartości pozwoliło na określenie zmian oporów urabiania (reprezentowanych przez wskaźnik urabialności) w funkcji składowej pionowej stanu naprężenia  $\sigma_z$  (ciśnienia eksploatacyjnego) zależnych od zmieniających się warunków górnictwo-geologicznych [6].

Powyższe stwierdzenia uzasadniają prowadzenie badań laboratoryjnych urabiania (wyznaczenie oporów urabiania) za pomocą modelowego organu urabiającego, który odzwierciedla charakter pracy maszyn pracujących na zasadzie skrawania.

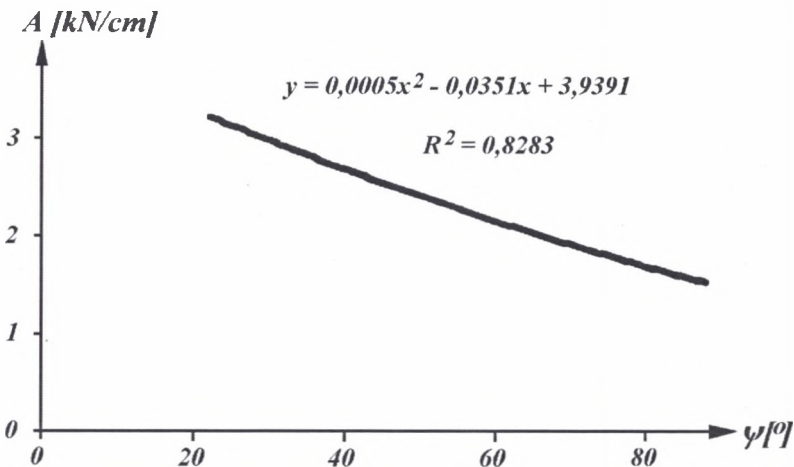
Z dotychczas przeprowadzonych badań, tak „in situ”, jak i stanowiskowych, wynika, że wartość wskaźnika urabialności  $A$  jest ściśle związana z kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$  i to niezależnie od kierunku i zwrotu wykonywanego skrawu [7, 8, 13, 132]. Według badań rosyjskich [98] zależność ta jest liniowa. Natomiast wg badań, prowadzonych w IMG Politechniki Śląskiej (przez autora niniejszej monografii), nie potwierdziła się zależność liniowa dla polskich węgli. Zgodnie z wykresami przedstawionymi na rys. 2.18 oraz 2.19 zależność ta jest funkcją kwadratową.



Rys. 2.18. Zależność wskaźnika urabialności  $A$  od kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  dla skrawów pionowych

Fig. 2.18. Mineability index  $A$  dependence on side-crumble angle  $\psi$  for vertical cuts

Na rysunku 2.18 przedstawiono zależność wartości wskaźnika urabialności  $A$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  dla skrawów pionowych [132]. Natomiast zależność pomiędzy wartością wskaźnika urabialności  $A$  a kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$  dla skrawów poziomych przedstawiona jest na rysunku 2.19 [132].



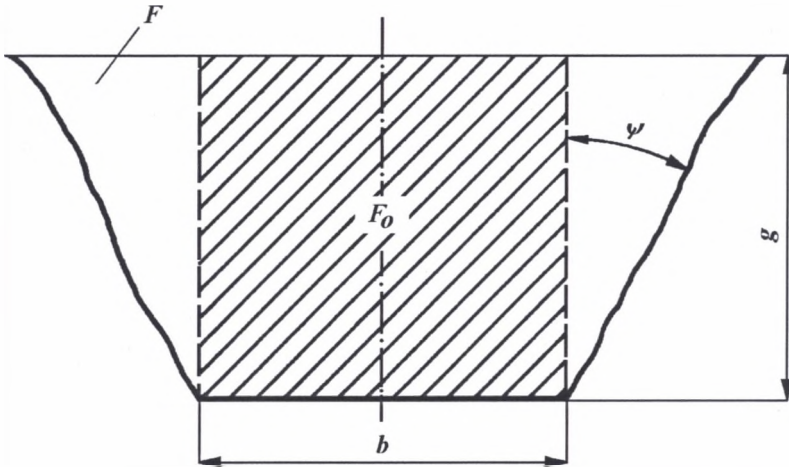
Rys. 2.19. Zależność wskaźnika urabialności  $A$  od kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  dla skrawów poziomych

Fig. 2.19. Mineability index  $A$  dependence on side-crumble angle  $\psi$  for horizontal cuts

Uwzględniając wyniki omówionych powyżej badań, autor wprowadził wartość kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  do wzoru na wskaźnik urabialności  $A$  i wyznaczył wskaźnik

urabialności  $A_{\psi}$ , w którym opory urabiania odnoszą się do rzeczywistego kształtu przekroju skrawu pomiarowego [6, 7, 8, 13].

Na rys. 2.20 przedstawiono kształt przekroju poprzecznego skrawu pomiarowego wykonanego przyrządem POS-1 na stanowisku badawczym, uwzględniający jej rzeczywisty kształt.



Rys. 2.20. Rzeczywisty kształt przekroju skrawu pomiarowego:

$F_o$  - pole przekroju skrawu dla materiałów plastycznych,  $F$  - pole przekroju skrawu dla materiałów kruchych,  $g$  - głębokość skrawu,  $b$  - szerokość krawędzi tnącej narzędzia skrawającego,  $\psi$  - kąt bocznego rozkruszenia

Fig. 2.20. Real cross-section of the measuring cur groove:

$F_o$  - groove face area for plastic materials,  $F$  - groove face area for brittle material,  $g$  - depth of the measuring cut,  $b$  - width of the cutting device's edge,  $\psi$  - side-crumble angle

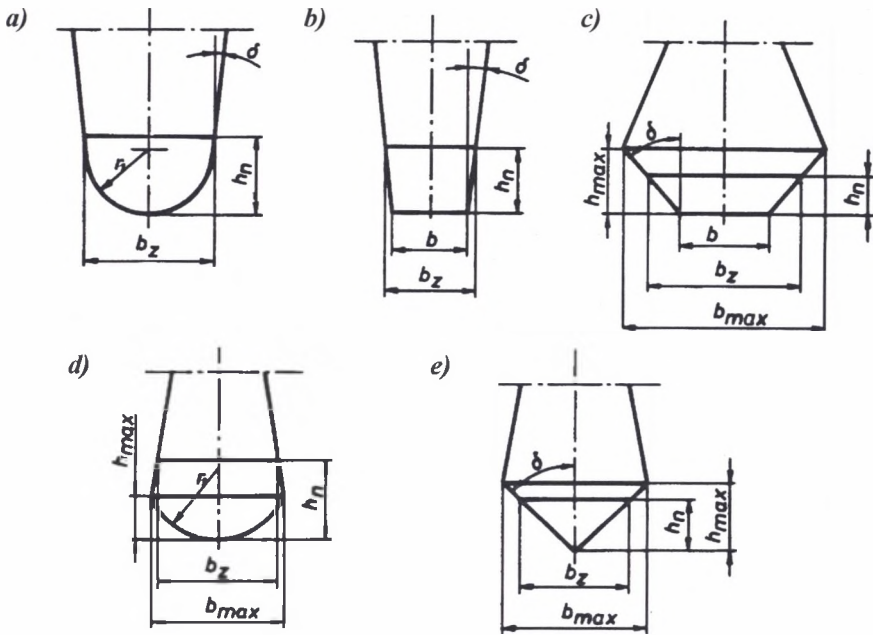
Dla materiałów plastycznych jednostkowy „powierzchniowy” opór skrawania  $H_o$  wynosi:

$$H_o = \frac{P_{ssr}}{F_o} = \frac{P_{ssr}}{g \cdot b} \quad (2.19)$$

gdzie:  $g \cdot b$  – powierzchnia przekroju skrawu pomiarowego.

Aby można było mówić o uniwersalności wskaźnika urabialności, należy we wzorze podającym jego wartość uwzględnić zmienność pewnych parametrów. Takim parametrem jest szerokość noża (krawędzi tnącej). W rozpatrywanym przypadku szerokość krawędzi tnącej jest równa szerokości noża. Natomiast w przypadku noży o innym kształcie należy wyznaczyć zastępczą szerokość krawędzi tnącej  $b_z$ .

Na rys. 2.21 przedstawiono najczęściej stosowane kształty narzędzi tnących i w oparciu o przeprowadzone badania [148] przyjęto sposób wyznaczania zastępczej szerokości krawędzi tnącej  $b_z$ .



Rys. 2.21. Najczęściej stosowane kształty ostrzy tnących noży

Fig. 2.21. Most common shapes of knives cutting blades applied

Zastępcza szerokość krawędzi tnącej  $b_z$  wyznaczona została z następujących zależności [58]:

- dla krawędzi owalnych (rys. 2.21a);

$$b_z = 2\sqrt{2h_n r - h_n^2} \quad \text{gdy } h_n < r, \quad (2.20)$$

$$b_z = 2\text{tg}\delta \left[ r \left( \frac{1}{\sin\delta} - 1 \right) + h_n \right] \quad \text{gdy } h_n \geq r, \quad (2.21)$$

$$b_z \approx 2h_n \quad \text{gdy } \delta < 12^\circ, \quad (2.22)$$

- dla krawędzi trapezoidalnej i prostokątnej (rys. 2.21b);

$$b_z = b + 2h_n \text{tg}\delta$$

$$b_z \approx b \quad \text{gdy } \delta < 12^\circ, \quad (2.23)$$

- dla krawędzi o linii złożonej (linia łamana) (rys. 2.21c);

$$b_z = b + 2h_n \text{tg}\delta$$

$$b_z \approx b_{\max} \quad \text{gdy } h_n \geq h_{\max}, \quad (2.24)$$

- dla krawędzi złożonej owalnej (rys. 2.21d);

$$b_z = 2\sqrt{2h_n r - h_n^2} \quad \text{gdy } h_n < h_{\max}, \quad (2.25)$$

$$b_z \approx b_{\max} \quad \text{gdy } h_n \geq h_{\max}, \quad (2.26)$$

- dla krawędzi trójkątnej i romboidalnej (rys. 2.21e);

$$b_z = 2h_n \operatorname{tg}\delta \quad \text{gdy } h_n < h_{\max}, \quad (2.27)$$

$$b_z \approx b_{\max} \quad \text{gdy } h_n \geq h_{\max}. \quad (2.28)$$

Dla materiałów kruchych, przy uwzględnieniu rzeczywistego kształtu przekroju skrawu pomiarowego, jednostkowy opór skrawania  $H_0$  wynosi:

$$H_0 = \frac{P_{s\dot{s}r}}{F} = \frac{P_{s\dot{s}r}}{g b_z \left(1 + \frac{g}{b_z} \operatorname{tg}\psi\right)} \quad (2.29)$$

lub

$$H_0 b_z = \frac{P_{s\dot{s}r}}{g \left(1 + \frac{g}{b_z} \operatorname{tg}\psi\right)}, \quad (2.30)$$

który wg autora oznaczony jest przez  $A_\psi$

$$A_\psi = H_0 b_z$$

dla materiałów plastycznych:

$$A_\psi = \frac{P_{s\dot{s}r}}{g} = A,$$

natomiast dla materiałów kruchych:

$$A_\psi = \frac{P_{s\dot{s}r}}{g \left(1 + \frac{g}{b_z} \operatorname{tg}\psi\right)} \neq A. \quad (2.31)$$

Przyjęty jako reprezentatywny wskaźnik urabialności  $A_\psi$  wyznaczono odwzorowując na stanowisku badawczym, w dwukierunkowym stanie naprężenia (i odkształcenia), proces pracy pojedynczego noża przyrządu POS-1 pracującego na zasadzie skrawania.

Wskaźnik urabialności  $A_\psi$  (wzór (2.31)) uwzględnia rzeczywisty kształt przekroju skrawu pomiarowego.

W przyrządzie POS-1 (rys. 2.5, 2.6) [6, 13, 14, 35, 58, 77] zastosowano nóż pomiarowy przedstawiony na rys. 2.7, gdzie wartości  $b = b_z$  i  $g$  wynosiły odpowiednio:

$$b_z = 2 \text{ [cm]}, \quad g = 1 \text{ [cm]},$$

stąd:

$$A_\psi = \frac{P_{s\dot{s}r}}{(1 + 0,5 \operatorname{tg}\psi)} \quad (2.32)$$

Wartość siły  $P_{s\dot{s}r}$  została wyznaczona z następującej zależności:

$$P_{s\dot{s}r} = F_z \frac{R_k}{R} p_{sr} \eta_1 \quad (2.33)$$

gdzie:

$F_z - 34,45 \text{ [cm}^2\text{]}$ ;

$R_k - 10,36 \text{ [cm]}$ ;

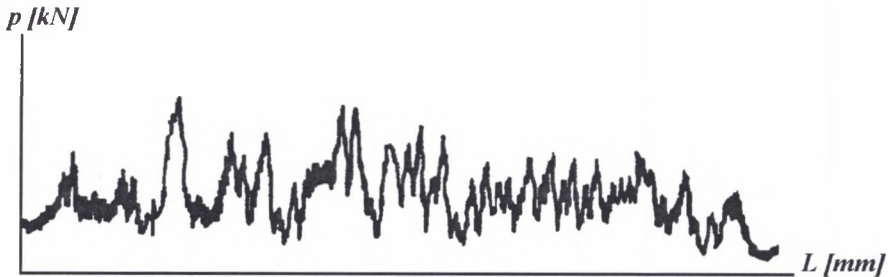
$R - 40,00 \text{ [cm]}$ ;

$p_{sr}$  – wartość odczytana z wykresu;

$\eta_1 - 0,5$ .

Sprawność  $\eta_1$  przyrządu POS-1 użytego do badań wyznaczono doświadczalnie. Wartość ta została określona w stosunku do przyrządu wzorcowego - wynosiła 0,5.

Wartość siły  $p_{sr}$  uzyskano z wykresów obrazujących przebiegi zmienności oporów skrawania próbek węgla przyrządem POS-1 w funkcji drogi noża.



Rys. 2.22. Przebieg zmienności oporów skrawania w funkcji drogi noża

Fig. 2.22. Variability of cutting resistance as a function of knife way

Na rys. 2.22 przedstawiono przykładowo jeden z uzyskanych w trakcie prowadzenia prób wykresów oporów skrawania.

Uwzględniając powyższe wartości otrzymano:

$$P_{s\dot{s}r} = 4,5 p_{sr} \quad (2.34)$$

Ostatecznie autor zaproponował wyznaczanie w miejsce wskaźnika urabialności  $A$  i podawania kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  - wskaźnik urabialności  $A_\psi$ . Wartość wskaźnika urabialności  $A_\psi$  wyznaczona przyrządem POS-1 wynosi [6, 7, 8, 13, 18]:

$$A_\psi = \frac{4,5 p_{sr}}{(1 + 0,5 \operatorname{tg}\psi)} \quad (2.35)$$

## 2.7. Wskaźnik energochłonności urabiania

W górnictwie światowym jednym z podstawowych wskaźników charakteryzujących prawidłowość doboru maszyny urabiającej do konkretnych warunków górniczo-geologicznych jest energochłonność.

Światowi producenci ścianowych kombajnów bębnowych, podając parametry techniczne kombajnów, podają parametr energochłonności urabiania i związaną z nim wydajność urabiania.

Na początku lat dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku również w Polsce zaczęto doceniać ten parametr, podając go jako jeden z istotnych parametrów technicznych maszyn urabiających [59, 78, 79]. Wielkość ta jest definiowana jako stosunek pracy potrzebnej do odspojenia (czyli urabiania) węgla od calizny do objętości urobku [93, 95].

Wartości energochłonności (zgodnie z przyjętą definicją) wyznaczane są za pomocą różnych wzorów opracowanych przez wiele jednostek naukowo-badawczych zajmujących się tym problemem [10, 13, 18, 58, 59, 68, 78, 79, 88].

Przyjmuje się, że w warunkach rzeczywistych o energochłonności procesu urabiania przodka ścianowego o określonej wysokości decyduje pobór mocy przez kombajn i jego wydajność [59, 79]. Wielkość ta określana była dotychczas w warunkach rzeczywistych w oparciu o pomiar mocy czynnej pobieranej przez silniki elektryczne maszyny urabiającej w jednostce czasu oraz wydajność maszyny urabiającej. Jest to rzeczywista energochłonność procesu urabiania.

Szerokie badania energochłonności procesu urabiania przeprowadzone zostały w latach dziewięćdziesiątych przez CMG „KOMAG” [78, 79]. Badania takie prowadzone są bardzo rzadko, głównie z uwagi na ich wysokie koszty, trudności związane z warunkami dołowymi, a także ze względu na bezpieczeństwo pracy. Alternatywą dla tych badań mogą być badania laboratoryjne (stanowiskowe).

Wyniki dotychczasowych prac prowadzonych na świecie, a także przez CMG „KOMAG” wskazują na celowość wyznaczania energochłonności urabiania. Jest to jeden z podstawowych parametrów warunkujący odpowiedni dobór ścianowych maszyn urabiających pracujących na zasadzie skrawania do konkretnych warunków górniczo-geologicznych (ściany węglowej), w wyniku którego uzyskujemy wysoką wydajność.

Przykładowe wartości parametrów technicznych ścianowych kombajnów bębnowych typu KSE polskiej produkcji przedstawiono w tabeli 2.11 [79, 83]. Podane w poniższej tabeli

wartości energochłonności procesu urabiania zostały wyznaczone w oparciu o metodykę przedstawioną w pracach [78, 79].

**Tabela 2.11**

**Parametry techniczne ścianowych kombajnów bębnowych typu KSE**

Wyszczególnienie	Jednostka	Typ kombajnu			
		KSE-344	KSE-500	KSE-700	KSE-800/1000
Wysokość urabiania	[m]	0,9÷1,9	2,0÷4,0	1,4÷3,6	1,0÷4,0
Srednica organów urabiających	[m]	0,9÷1,4	1,6÷2,0	1,25÷2,0	1,6÷2,0
Głębokość zabioru	[m]	0,6	0,75	0,75÷1,0	0,65÷1,0
Prędkość obrotowa organów urabiających	[min <sup>-1</sup> ]	45,5	37,3	55; 49 48; 35	38 42; 44
		52,5			
		5,9			
		6,9			
Napięcie zasilania	[V]	1000	1000	1000	1000 (6000)
Zainstalowana moc	[kW]	344	526	705	750/1000
Moc silników urabiania	[kW]	2x150	2x200	4x150	2x350 2x400
Moc silników posuwu	[kW]	2x22	2x45	2x45	2x45
Moc silnika pompy	[kW]	-	45	15	11
Moc silnika kruszarki	[kW]	-	-	-	45
Prędkość posuwu urabiania manewrowania	[m/min]	0÷7,5	0÷0,3	0÷9 0÷2,1	0÷10,5 0÷26,5
Siła pociągowa urabiania manewrowania	[kN]	320÷440	600	620	600
		200	400	200	200
Długość kombajnu (środek bębnowy)	[m]	5,7	10	10,5	9,17
Wysokość kombajnu	[m]	0,545	1,65	1,15 (1,4)	1,5
Wydajność urabiania przy energochłonności 0,55 kWh/t	[t/h]	< 1400	< 1800	< 2000	< 1800

Pomimo bardzo szybkiego postępu, jaki się dokonał w ostatnich latach w doskonaleniu organów urabiających ścianowych kombajnów bębnowych, w dostępnej krajowej literaturze specjalistycznej można spotkać niewiele informacji dotyczących energochłonności procesu urabiania. Również w literaturze światowej jest niewiele pozycji dotyczących ww. problemu. Wiodące firmy (koncerny) zachodnie, zajmujące się tym problemem, nie są zainteresowane publikowaniem swoich osiągnięć w tym zakresie. Dlatego też w literaturze fachowej nie można spotkać wielu publikacji dotyczących wyznaczania np. energochłonności urabiania w warunkach laboratoryjnych.

Jako przykład w tabeli 2.12 przedstawiono wartości parametrów technicznych ścianowego kombajnu bębnowego firmy Joy (USA), gdzie producent podaje energochłonność urabiania i związaną z nim wydajność urabiania [79, 95] (nie podając, czy jest to energochłonność „rzeczywista” czy „teoretyczna”).



Przedstawione przykładowo w tabelach 2.11 oraz 2.12 wartości parametrów technicznych kombajnów zawierają parametr energochłonności urabiania i związaną z nim wydajność urabiania.

**Parametry techniczne kombajnu typu 6LS2 firmy Joy.**



**JOY TECHNOLOGIES INC.**  
Mining Machinery Division

**Tabela 2.12**

Parametry techniczne kombajnu typu 6LS2 firmy Joy.		<b>6LS2 Specifications</b>	
Wysokość urabiania	- min.1.8 m max.(4.9m)	<b>GENERAL</b>	
Wydajność	2720 t/godz	Cutting Height .....	Minimum 6' (1.8 m)/Maximum 16' (4.9 m)
	- dla energochłonności 0.3 kWh/t	Rated Mining Capacity .....	3000 tph (2720 tonnes/hr)
Średnica organów urabiających	1830 do 2440 mm	<i>(Based on Specific Energy, k = 0.4 hp - hr/ton)</i>	
Prędkość obrotowa organów urabiających	(standard) 30 obr/ min	Drum Diameter .....	72 to 96 in. (1830 to 2440 mm)
Szerokość organów urabiających	762 do 1020 mm	Drum Speed (standard) .....	30 rpm
Wysokość kombajnu	1500 do 2160 mm	Drum Width (Web) .....	30 to 40 in. (762 to 1020 mm)
Szerokość kombajnu	660 mm	Hub Diameter .....	34 in. (864 mm)
Wymagania dot.zasilania wodnego	380 l/min,14 bar	Machine Height .....	59 in. to 85 in. (1500 mm to 2160 mm)
Siła uciągu	535 kN	Machine Thickness .....	26 in. (660 mm)
Prędkość posuwu	0 do 21,3 m/ min	<b>Water Requirements</b>	
Długość ramienia	2540 mm	(minimum) 100 gpm @ 200 psi (380 l/min. @ 14 bars)	
Prześwit pod kombajnem	600 do 1000 mm	Haulage Pull (continuous) .....	118,000 lbs. (535 kN)
Masa	59 do 73 ton	Speed .....	0 to 70 fpm (0 to 21.3 m/min.)
Zainstalowana moc sumaryczna	1115 kW	Length of Ranging Arm .....	100 in. (2540 mm)
	lub 1005 kW	Length of Machine, Drum Centers .....	43' 8" (13.3 m)
- organy urabiające	2 x 450 kW	Passage Under Machine .....	24 in. to 40 in. (600 mm to 1000 mm)
	lub 2 x 410 kW	Machine Weight, approx. ....	130,000 lbs. to 160,000 lbs.
- silniki posuwu	2 x 45 kW	(59090 kg to 72730 kg)	
- silniki hydrauliczne	2 x 30 kW	Oil Tanks Capacity .....	2 @ 40 gal. (2 @ 152 l)
	lub 2 x 20 kW	Gear Pump Rating .....	22 gpm (83.8 l/min.)
- ładowarka	67 kW lub 55 kW	Cutting Motors .....	2 @ 600 hp or 550 hp (2 @ 450 kW or 410 kW)
Napięcie zasilania	2300 VAC lub 3300 VAC	Haulage Motors .....	2 @ 60 hp (2 @ 45 kW)
		Pump Motors .....	2 @ 40 hp or 30 hp (2 @ 30 kW or 20 kW)
		Lumpbreaker (optional) .....	90 hp or 75 hp (67 kW or 55 kW)
		Total Continuous Power Rating .....	1490 hp or 1355 hp (1115 kW or 1005 kW)
		Operating Voltage .....	2300 VAC, 3 Ph, 60 Hz or 3300 VAC, 3Ph, 50 Hz

## 2.8. Analiza aktualnego stanu wyposażenia przodków ścianowych w maszyny urabiające (ścianowe kombajny bębnowe)

Wydobycie węgla kamiennego w polskim górnictwie węglowym opiera się na powszechnie stosowanym systemie ścianowym. Jedynymi maszynami urabiającymi stosowanymi w tym systemie są ścianowe kombajny bębnowe. Przy dominującej aktualnie w światowym górnictwie węglowym wysokiej koncentracji wydobycia (wyrażającej się wydobyciem ze ścian ponad 20000 [t/d]), bardzo ważny jest prawidłowy dobór maszyn urabiających do istniejących (przewidywanych) warunków górniczo-geologicznych oraz techniczno-organizacyjnych.

Aktualnie wzrost wydobycia uzyskuje się głównie poprzez wzrost zainstalowanej w kombajnach mocy. Na przestrzeni ostatnich dziesięciu lat wyraźnie widać przyrost kombajnów o dużych mocach [92, 116, 117, 122]. Największy przyrost ilościowy kombajnów uzyskano w grupie zainstalowanej mocy 500 [kW]. Udział tej grupy kombajnów w całkowitej

liczbie zainstalowanych w polskich kopalniach kombajnów w 1992 roku wyniósł 6 sztuk, co stanowiło niewiele ponad 1% (1,3%), natomiast w 2002 roku - 57 sztuk, co stanowi 35%. Udział w całkowitym wydobyciu również wzrósł w tej grupie kombajnów do 35%.

Na podstawie prognoz, związanych głównie z uzyskaniem wzrostu koncentracji wydobywania ze ściany, przewiduje się dalszy wzrost udziału tej grupy kombajnów w ogólnej liczbie zainstalowanych na czynnych poziomach wydobywczych ścianowych kombajnów bębnowych. Osiągany w ostatnim okresie wzrost wydobywania ze ściany jest więc ściśle związany ze wzrostem zainstalowanej mocy w kombajnach [92, 116, 117, 122].

Analizując na przestrzeni ostatnich lat wzrost instalowanej mocy można zauważyć, że dość duża liczba kombajnów jest dobierana nieprawidłowo do istniejących warunków górnictwo-geologicznych. Jednocześnie mogą wystąpić pewne ograniczenia postępu ścian (a tym samym wielkości wydobywania), ze względu na zagrożenia naturalne (wyływ metanu, tapania). W tych przypadkach zainstalowana moc jest znacznie wyższa od rzeczywistego zapotrzebowania. Wyższe moce zainstalowane w ścianowych kombajnach bębnowych powodują większe zużycie energii.

Analiza wielkości kosztów rodzajowych na przykładzie Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA wykazuje różną dynamikę kosztów [136]. Procentowy udział składników poszczególnych kosztów na dole kopalni w latach 1999 – 2001 przedstawiony został w tabeli 2.13.

Tabela 2.13

**Dynamika przyrostu kosztów rodzajowych  
na dole kopalni w latach 1999-2001**

<i>Lp.</i>	<i>Rodzaj kosztów</i>	<i>1999</i>	<i>2000</i>	<i>Dynamika 2000/1999</i>	<i>2001</i>	<i>Dynamika 2001/2000</i>	
1	wynagrodzenie	tys. [zł]	220.247	240.558	109,2%	263.501	109,5%
		%	57,6	58,0	100,6%	59,4	102,4%
2	materiały	tys. [zł]	26.136	38.330	146,7%	45.640	119,1%
		%	6,8	9,2	135,1%	10,3	111,3%
3	energia	tys. [zł]	16.472	22.081	134,1%	28.272	128,0%
		%	4,3	5,3	123,5%	6,4	119,7%
4	amortyzacja	tys. [zł]	75.119	60.650	80,7%	48.050	79,2%
		%	19,7	14,6	74,4%	10,8	74,1%
5	remonty	tys. [zł]	17.461	16.649	95,3%	20.459	122,9%
		%	4,6	4,0	87,9%	4,6	114,9%
6	koszty pozostałe	tys. [zł]	26.632	36.408	136,7%	37.686	103,5%
		%	7,0	8,8	126,0%	8,5	96,8%

Zróznicowany poziom kosztów rodzajowych na dole kopalni wymusza prowadzenie szczegółowych analiz oraz określenie przyczyn kształtowania się wielkości poszczególnych kosztów.

Jak widać z tabeli 2.13 największą dynamikę wzrostu kosztów w roku 2001 w stosunku do roku 2000 notuje się w kosztach energii (o 28% na porównywalnym poziomie cen stałych). Jest to największy przyrost w grupie kosztów rodzajowych. Biorąc pod uwagę wzrost instalowanej mocy w ścianowych kombajnach bębnowych, można założyć dalszy wzrost zapotrzebowania na energię, a tym samym dalszy dynamiczny wzrost kosztów w tej grupie kosztów rodzajowych.

Z powyższej tabeli można wnioskować, że duża grupa ścianowych kombajnów bębnowych jest lokalizowana niewłaściwie. Zainstalowana moc nie jest wykorzystywana, natomiast zużycie energii rośnie. Dlatego też tak ważna z technicznego i ekonomicznego punktu jest właściwa lokalizacja, czyli prawidłowy dobór ścianowych kombajnów bębnowych do istniejących warunków górnictwo-geologicznych i techniczno-organizacyjnych.

Sikora [122] dokonał podziału kombajnów w zależności od zainstalowanej mocy na:

- kombajny małej mocy – do 400 [kW],
- kombajny średniej mocy – od 400 do 700 [kW],
- kombajny dużej mocy – powyżej 700 [kW].

Analizując aktualnie pracujące kombajny w polskich kopalniach można stwierdzić, że najliczniejszą grupę stanowią kombajny średniej mocy. Na ogólną liczbę ponad 170 pracujących w przemyśle węglowym ścianowych kombajnów bębnowych, kombajnów średniej mocy jest około 110, co stanowi około 65% wszystkich pracujących kombajnów.

Można przyjąć, że podział dokonany przez Sikorę potwierdza praktyka dołowa; odzwierciedla on stan aktualny w polskim górnictwie węglowym.

## 2.9. Podsumowanie

Zmiany gospodarcze, które zaszły w Polsce w ostatniej dekadzie ubiegłego wieku, ukierunkowane na rynkową (ekonomicznie uzasadnioną) weryfikację działalności technicznej, wymuszają konieczność opracowania i stosowania środków badawczych, których zadaniem jest obiektywna ocena produkowanych i eksploatowanych środków technicznych. W górnictwie węgla kamiennego, w wyrobiskach eksploatacyjnych, instaluje się kompleksy zmechanizowane o wysokich kosztach wytwarzania. Dlatego też bardzo ważna z ekonomicznego punktu widzenia jest konieczność ograniczenia ryzyka nieodpowiedniego doboru środków technicznych (maszyn) do eksploatacji w konkretnych warunkach górnictwo-geologicznych. Stopień ryzyka można zmniejszyć. Pomocne są w tym

metody badawcze zmierzające do znalezienia związków pomiędzy właściwościami maszyny a właściwościami urabianej calizny węglowej.

Badania te, najczęściej związane są z koniecznością budowy specjalnych stanowisk, odzwierciedlających naturalne warunki w przodku ścianowym, umożliwią prognozę założonych efektów produkcyjnych przy zastosowaniu konkretnych maszyn. Potrzebne są opracowania specjalnych procedur stosowania metod badawczych, aby uzyskane wyniki stanowiły źródło informacji o zastosowanym w konkretnej ścianie obiekcie (maszynie urabiającej). Zarówno ocena wyników badań, jak i sposób ich prowadzenia, wynika z aktualnych potrzeb technicznych, możliwości ekonomicznych oraz ich praktycznego wykorzystania.

Ciągła dążność do koncentracji wydobycia z jednej ściany prowadzi do nagromadzenia w jednym miejscu dużej liczby maszyn i urządzeń wyposażonych w jednostki napędowe dużej mocy [59, 92, 116, 117].

Aktualnie w górnictwie polskim proces eksploatacji złóż węgla kamiennego odbywa się mechanicznie, głównie za pomocą ścianowych kombajnów bębnowych.

Do najistotniejszych czynników składających się na efektywność procesu mechanicznego urabiania za pomocą ścianowego kombajnu bębnowego należą:

- warunki górnictwo-geologiczne zalegania złoża;
- urabialność pokładu będąca funkcją właściwości pokładu i stanu naprężenia pokładu;
- położenie oraz rozmieszczenie narzędzi skrawających w organie urabiającym;
- kształt narzędzi skrawających, ich współdziałanie;
- trwałość i niezawodność maszyn;
- zużycie energii w procesie urabiania;
- zużycie ściernych narzędzi skrawających [134].

Na podstawie analiz przeprowadzonych przez wielu badaczy i ośrodki zajmujące się tym problemem [6, 13, 18, 30, 40, 80, 83, 93, 94, 95, 110, 113] można stwierdzić, że dobór ścianowej maszyny urabiającej zależy od:

- budowy pokładu węglowego;
- grubości pokładu węglowego oraz warunków jego zalegania (w tym nachylenia pokładu węglowego);
- rodzaju skał otaczających złoża;
- naturalnych zagrożeń;
- ciśnienia górotworu.

Złożoność problemu wymaga każdorazowo oddzielnego analizowania każdego występującego przypadku w celu zapewnienia właściwego doboru maszyny urabiającej (ścianowego kombajnu bębnowego) – zminimalizowania ryzyka podjęcia błędnych w tym zakresie decyzji.

W polskich warunkach za przodek ścianowy o wysokiej koncentracji wydobywania [115, 119] przyjmuje się taki przodek, gdzie średniodobowe wydobywanie w skali miesiąca jest na poziomie 5000 [t/d]. Takie działanie daje w efekcie duże postępy urabiania, jednak nie zawsze jest w zgodzie z innymi kierunkami działań, jak np.: osiągnięcie w wydobywaniu większego udziału grubego sortymentu, czy też obniżenie energochłonności procesu urabiania. Kierunki tych działań pozostają z sobą w ściśle określonym związku; ograniczenie „rozdrobienia” powoduje minimalizację zużycia energii urabiania i obniżenie kosztów procesu wzbogacania, powodując lepszy efekt ekonomiczny.

Wynika stąd, że poprawę wskaźników, takich jak:

- postęp przodka;
- wydajność;
- całkowity koszt wydobywania węgla,

można osiągnąć poprzez wielokierunkowe działania, wśród których bardzo istotne jest doskonalenie metod doboru ścianowych kombajnów bębnowych. Dotyczy to nie tylko sfery konstrukcji, lecz także badań podstawowych nad mechanizmami towarzyszącymi procesom urabiania węgla.

Prace konstrukcyjne muszą pozostawać w ściślejszej relacji z badaniami podstawowymi, które zmierzają do opracowania efektywniejszych, trwalszych i bardziej niezawodnych maszyn, poprawności doboru maszyn do konkretnych warunków górniczo-geologicznych oraz technicznej realizacji doboru optymalnych parametrów urabiania [19, 79, 83].

## 2.10. Sformułowanie problemu, cel i zakres pracy

Prawidłowy dobór ścianowego kombajnu bębnowego wymaga uwzględnienia (w miarę możliwości) tych wszystkich czynników, które mają bezpośredni wpływ na jego efektywną pracę.

Dlatego tak ważne jest określenie właściwości mechanicznych urabianego materiału węglowego, w funkcji stanu naprężenia w przyczółkowej części pokładu.

Urabianie, czyli oddzielanie kawałków węgla od calizny nożem lub układem noży zamocowanych na ogranie urabiającym, wynika z faktu złożenia się dwóch ruchów głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego - ruchu obrotowego i postępowego.

Studium procesu urabiania, zwłaszcza w trudnych warunkach górnictwo-geologicznych, wykazuje, że w celu ustalenia zakresu stosowania ścianowych kombajnów bębnowych należy zdefiniować te właściwości węgla, które mają decydujący wpływ na proces urabiania.

W oparciu o studia literaturowe oraz doświadczenia wynikające z prowadzonych badań urabialności, tak w laboratorium, jak i „in situ”, do decydujących właściwości węgla autor zalicza [6, 12, 16, 17, 33, 69, 79]:

- urabialność, reprezentowaną wskaźnikiem urabialności  $A_{\psi}$ ;
- kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$ ;
- ciśnienie eksploatacyjne reprezentowane przez składową pionową stanu naprężenia  $\sigma_z$ ;
- energochłonność procesu urabiania  $E_U$ .

Właściwości te warunkują technikę i technologię procesu eksploatacji. Mają też zasadniczy wpływ na efektywność urabiania – decydują o wydajności maszyn urabiających.

W związku z tym na ich podstawie powinno się projektować i dobierać organy urabiające maszyn oraz prognozować ich wydajność.

Podsumowując wiele prac analizujących powyższy problem [6, 7, 39, 62, 63, 64, 66, 67, 73, 75, 76, 77, 79, 81, 83, 87, 132, 133, 135, 149], można stwierdzić, że na efekt końcowy wielkości wydobywania z konkretnej ściany węglowej wpływa wiele czynników związanych z:

- właściwościami materiału węglowego;
- rozmieszczeniem oraz zużywaniem się noży urabiających;
- stanem naprężenia urabianej calizny;
- zróżnicowanymi warunkami naturalnymi panującymi w danym przodku.

Przy doborze maszyn urabiających (ścianowych kombajnów bębnowych) każdy przypadek należy rozpatrywać oddzielnie, gdyż przyjęcie jednego modelu nie zawsze pozwala prawidłowo odwzorować rzeczywiste warunki.

Urabialność, określana wskaźnikiem urabialności, powinna w sposób zbliżony do rzeczywistego oddawać właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej. Wzór na wskaźnik urabialności powinien wiązać ze sobą te czynniki, które mają wpływ na jego wartość.

Dobór ścianowego kombajnu bębnowego do istniejących warunków górnictwo-geologicznych oraz techniczno-organizacyjnych, występujących w danym przodku

eksploatacyjnym, powinien zapewnić wysoką wydajność, przy niskiej energochłonności procesu urabiania.

Celem pracy jest:

- opracowanie schematu urabiania ścianowego kombajnu bębnowego, by określić rzeczywiste powierzchnie urabiania przez poszczególne noże zamocowane na głowicy urabiającej, które zobrazują chwilowe obciążenia przypadające na poszczególne noże w trakcie procesu urabiania, a także przebieg zmian sił oraz momentów tych sił w czasie urabiania;
- wyznaczenie, w oparciu o właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego, nowego wskaźnika urabialności;
- wyznaczenie na stanowisku badawczym teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania;
- opracowanie nowej klasyfikacji polskich węgla dla potrzeb prawidłowego doboru ścianowych kombajnów bębnowych;
- wstępne wyznaczenie przewidywanej mocy ścianowych kombajnów bębnowych do urabiania w rzeczywistych warunkach eksploatacyjnych zgodnie z przyjętym przez [122] podziałem kombajnów, na podstawie badań stanowiskowych teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania.

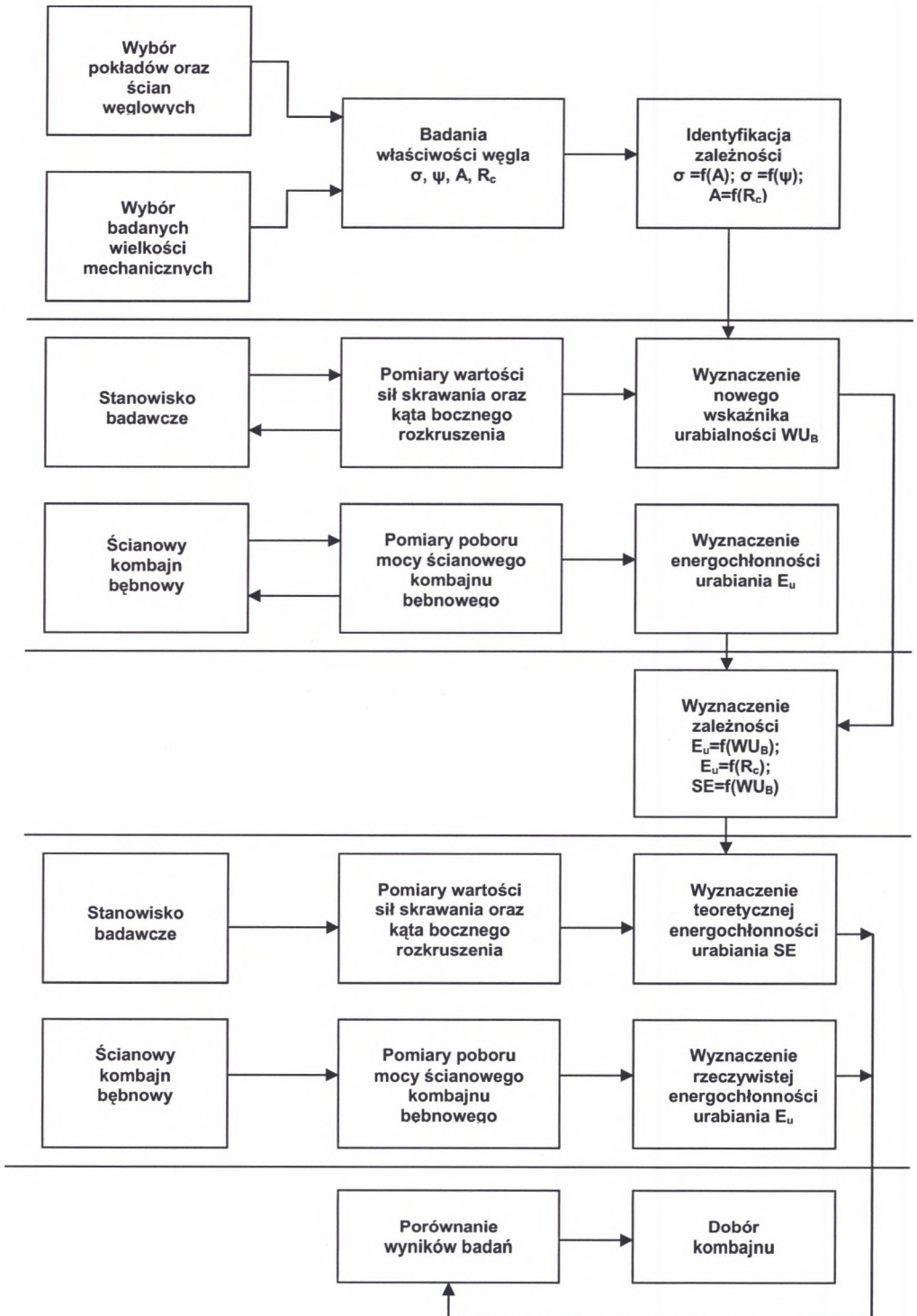
W niniejszej monografii założono, że przyjęte cele będą realizowane za pomocą przyrządu do określania skrawalności węgla POS-1, jako reprezentatywnego dla określania podatności węgla na urabianie maszynami pracującymi na zasadzie skrawania.

Zaproponowane w niniejszej monografii cele będzie można osiągnąć poprzez odpowiedni tok postępowania. W wyniku przeprowadzonych działań, które obejmują:

- określenie danych wejściowych,
- sprecyzowanie kryterium celu,
- dokonanie wyboru zgodnie z przyjętym kryterium,

uzyskamy rozwiązanie uwzględniające przyjęte założenia i cele niniejszej monografii.

Procedurę doboru ścianowego kombajnu bębnowego do określonych warunków naturalnych i technicznych danego przodku ścianowego zaproponowaną w niniejszej monografii przedstawiono w postaci algorytmu na rys. 2.23.



Rys. 2.23. Schemat blokowy procesu doboru ścianowego kombajnu bębnowego

Fig. 2.23. Block diagram of longwall tumble heading machine selection process



### 3. URABIALNOŚĆ WĘGLA

#### 3.1. Materiał węglowy a kąt bocznego rozkruszenia $\psi$

W dotychczas stosowanej klasyfikacji polskich węgla przyjęto podział węgla na dwie klasy, w zależności od wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  (rozdz. 2.4, tabela 2.2). Powyższy podział został przyjęty za klasyfikacją obowiązującą w Rosji [98].

Dostępne dane literaturowe, wyniki badań przeprowadzonych w wielu ośrodkach wykazują na zależność kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  od głębokości skrawu, ciśnienia eksploatacyjnego, a także kierunku i zwrotu urabiania. Według [67] dla stałej głębokości skrawu średni kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  ma wartość prawie stałą.

Właściwości (w tym mechaniczne) calizny węglowej zależne są od wielu czynników, takich jak [13, 40, 58, 83]:

- właściwości plastycznych, kruchości;
- wystąpienia płaszczyzn osłabionej spójności, niejednorodności, uwarstwienie (łupliwość, szczelinowatość, uławicenie);
- właściwości ściernych urabianego materiału w stosunku do urabiającego narzędzia;
- stanu naprężenia calizny węglowej w pokładzie.

Dlatego też dla właściwego doboru podstawowych parametrów pracy maszyny (organu urabiającego) tak istotne jest ustalenie właściwości mechanicznych urabianego pokładu (węgla) opisanych za pomocą wskaźnika urabialności.

W celu uzyskania informacji o właściwościach urabianej calizny węglowej należy uzyskać maksymalną ilość informacji o parametrach mechanicznych węgla.

Właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego mają istotny wpływ na wielkość kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ . Aby wykazać wpływ właściwości mechanicznych na wielkość kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , przeprowadzono badania stanowiskowe przyrządem POS-1 (przy założonej stałej głębokości skrawu) wpływu składowych stanu naprężenia  $\sigma_z$  na zmiany wielkości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  dla różnych materiałów węglowych pobranych z różnych kopalń.

#### 3.2. Teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE

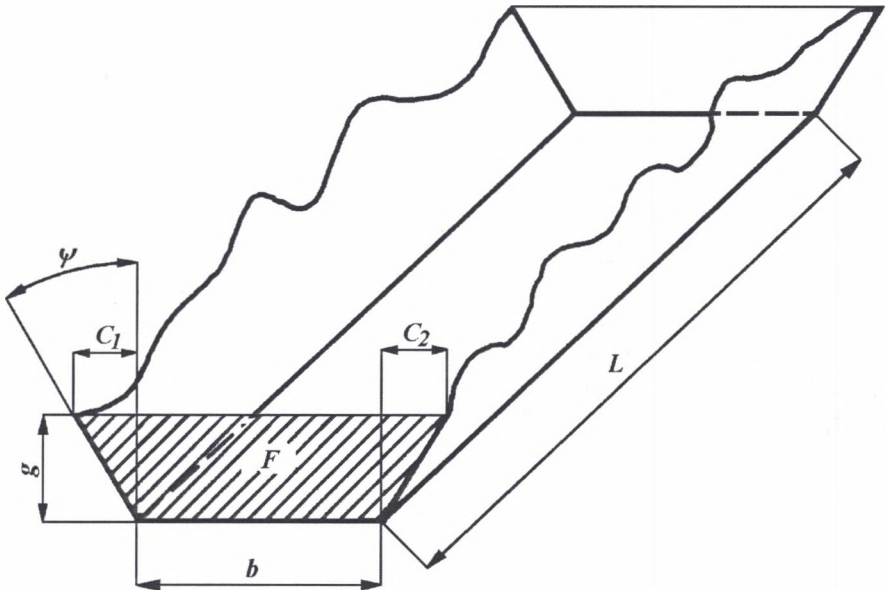
Jednym z podstawowych wskaźników charakteryzujących prawidłowość doboru maszyny do konkretnych warunków górnictwo-geologicznych jest energochłonność,

definiowana jako stosunek pracy potrzebnej do odspojenia (czyli urabiania) węgla od calizny do objętości urobku.

W niniejszej monografii skupiono się na wyznaczeniu teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania na podstawie badań stanowiskowych (laboratoryjnych). Wielkość tę określono korzystając z wyznaczonych na stanowisku badawczym parametrów potrzebnych do wyznaczenia wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$ , odwzorowując proces pracy pojedynczego noża przyrządu pomiarowego POS-1 pracującego na zasadzie skrawania.

Jeżeli wskaźnik, na podstawie którego określono teoretyczną energochłonność procesu urabiania, oddaje w sposób jak najbardziej zbliżony do rzeczywistego właściwości urabianej calizny przez maszynę urabiającą pracującą na zasadzie skrawania, to dokładniejsze jest prognozowanie zapotrzebowania na moc. Można wtedy z założoną wydajnością efektywnie urabiać w konkretnych warunkach górniczo-geologicznych.

Na rys. 3.1 przedstawiono skraw o kształcie rzeczywistym, wykonany przez pojedynczy nóż przyrządu POS-1 na stanowisku badawczym w dwukierunkowym stanie naprężenia i odkształcenia.



Rys. 3.1. Przekrój pojedynczego skrawu w trakcie procesu urabiania:  
 F - pole przekroju urobionego skrawu, L - długość skrawania, b - szerokość krawędzi narzędzia skrawającego, g - głębokość skrawu pomiarowego,  $C_1, C_2$  - wielkości poszerzające skraw

Fig. 3.1. Single cut intersection in the digging process:  
 F - face area of the mined cut, L - cutting length, b - width of the cutting device's edge, g - depth of the measuring cut,  $C_1, C_2$  - cut widening rates

Teoretyczną energochłonność procesu urabiania wyznaczono korzystając z następującej zależności (wzoru):

$$SE = \frac{P_{s\acute{s}r} \cdot L}{V} \quad (3.1)$$

Wartość  $P_{s\acute{s}r}$  została wyznaczona w sposób przedstawiony w pkt. 2.6 niniejszej monografii (wzór (2.33)). Uwzględniając powyższe wartości otrzymano:

$$P_{s\acute{s}r} = 4,5 p_{s\acute{s}r} \quad (3.2)$$

Objętość  $V$  urobionego pojedynczym nożem skrawu wynosi (rys. 3.1):

$$V = F L \quad (3.3)$$

gdzie:

$$F = g \left[ b + \frac{C_1 + C_2}{2} \right] \quad (3.4)$$

Wartości  $C_1$ ,  $C_2$  przyjęto jako wartości średnie na długości skrawu.

Przyjęto założenie, że:

$$C = \frac{C_1 + C_2}{2}$$

Stąd otrzymujemy:

$$F = g [b + C].$$

Przy uwzględnieniu wzoru (3.1) teoretyczna energochłonność procesu urabiania  $SE$  wyznaczona za pomocą przyrządu POS-1 wynosi:

$$SE = \frac{4,5 p_{s\acute{s}r} L}{V} \quad (3.5)$$

Określenie wartości teoretycznej energochłonności procesu urabiania i wyznaczenie współzależności z właściwościami mechanicznymi urabianego ośrodka pozwoli uzyskać niezbędne informacje o urabianym materiale węglowym, w celu doboru konkretnej maszyny urabiającej dla określonych warunków górnictwo-geologicznych.

### 3.3. Wyniki badań stanowiskowych urabialności

Badania laboratoryjne wpływu ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z$  stanu naprężenia) na wartość wskaźnika urabialności  $A_\psi$ , kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  oraz teoretyczną energochłonność procesu urabiania  $SE$  przeprowadzono na stanowisku badawczym zaprojektowanym i zmontowanym w CMG „KOMAG” w Gliwicach, dla skrawów pionowych, tzn. prostopadłych do stropu i spągu wyrobiska oraz poziomych - równoległych do stropu i spągu wyrobiska. Powyższe badania przeprowadzono zgodnie z przyjętą metodyką pomiarów szeroko opisaną w pracach [128, 129], w której podane są

wymagane liczby powtórzeń pomiarów każdej serii pomiarowej oraz niezbędna liczba pomiarów.

Dla próbek węgla pobranych z KWK „Powstańców Śląskich”, KWK „Kleofas” oraz KWK „Staszic” wykonano skrawy pionowe na strukturze pierwotnej w zakresie obciążeń próbek od zera, do zniszczenia wytrzymałościowego. Na próbkach węgla pobranych z KWK „Kleofas” i KWK „Staszic” badania przeprowadzono również po zniszczeniu wytrzymałościowym, czyli na zniszczonej strukturze (ZS).

Skrawy poziome o obydwu zwrotach urabiania (tzn. z lewej do prawej L – P, a także z prawej do lewej P – L) przeprowadzono dla struktury pierwotnej na próbkach węgla pobranych z KWK „Powstańców Śląskich” w zakresie  $\sigma_z$  od zera do zniszczenia wytrzymałościowego próbki. Natomiast dla próbek węgla pobranych z pokładu 501 KWK „Staszic” przeprowadzono badania dla skrawów poziomych o jednym zwrocie urabiania (z prawej do lewej P – L) także po zniszczeniu wytrzymałościowym, czyli na zniszczonej strukturze (ZS). Z pokładu 407 KWK „Staszic” pobrano próbki węglowe z przerostami „p” (wtrąceniami) oraz bez, i przeprowadzono skrawy pionowe na strukturze pierwotnej do zniszczenia wytrzymałościowego oraz na zniszczonej strukturze.

W trakcie prowadzonych badań wpływu ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z$  stanu naprężenia) mierzono wartość siły  $p_{sr}$ , kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  oraz długość skrawu  $L$ . Wartość kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  mierzona była poprzez odcisk plasteliny w bruździe skrawu pomiarowego. Wartości te mierzono w trzech, czterech różnych miejscach na długości skrawu. Do obliczeń przyjmowana była wartość uśredniona ( $\psi_{sr}$ ).

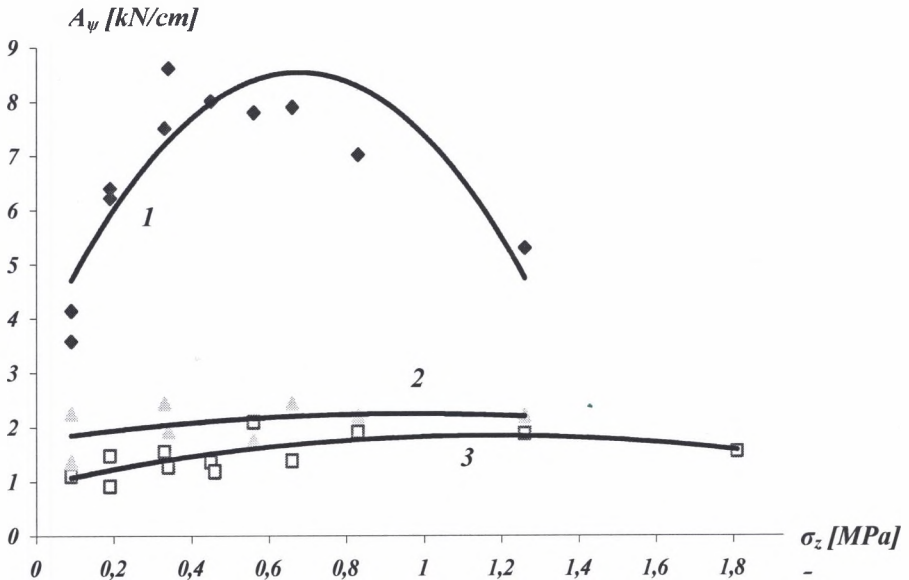
Wartość wskaźnika urabialności  $A_\psi$  wyznaczono zgodnie ze wzorem (2.26), natomiast teoretyczną energochłonność procesu urabiania SE wyznaczono korzystając ze wzoru (3.5).

W przeprowadzonych badaniach uwzględniono wpływ usytuowania płaszczyzn osłabionej spójności węgla oraz zwrotu i kierunku urabiania w funkcji zmian wartości ciśnienia eksploatacyjnego, na warunki skrawania, a tym samym na wartość wskaźnika urabialności  $A_\psi$ , teoretyczną energochłonność procesu urabiania SE oraz kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$ .

Otrzymane wyniki badań przedstawiono na rysunkach od 3.2 do 3.13 oraz w tabelach 3.1 do 3.6.

KWK „Powstańców Śl.” - pokład 509

Lp.	Skraw pionowy			Skraw poziomy L-P		Skraw poziomy P-L	
	$\sigma_z$ [MPa]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]
1	0,09	3,58	49,89	1,14	12,58	1,35	15,56
2	0,19	6,22	52,63	1,46	13,91	-	-
3	0,34	8,62	68,32	1,26	11,83	1,93	12,89
4	0,45	8,01	88,54	1,35	15,87	-	-
5	0,56	7,80	91,15	2,09	19,87	1,75	15,26
6	0,09	4,14	39,81	1,11	11,24	2,25	18,41
7	0,19	6,40	53,14	0,91	9,82	-	-
8	0,33	7,52	62,58	1,54	15,56	2,43	20,49
9	0,46	9,19	90,15	1,18	18,45	-	-
10	0,66	7,90	79,57	1,37	21,81	2,43	22,58
11	0,83	7,02	70,59	1,91	22,12	2,20	20,12
12	1,26	5,30	45,18	1,88	20,35	2,20	21,81
13	1,81	-	-	1,54	19,99	-	-



Rys. 3.2. Wskaźnik urabialności  $A_\psi$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych oraz poziomych dla próbek węgla pobranych z KWK „Powstańców Śląskich” - pokład 509:

1 - skraw pionowy;  $y = -11,1550x^2 + 15,0890x + 3,4440$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,7651$

2 - skraw poziomy L-P;  $y = -0,6638x^2 + 1,5535x + 0,0329$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8744$

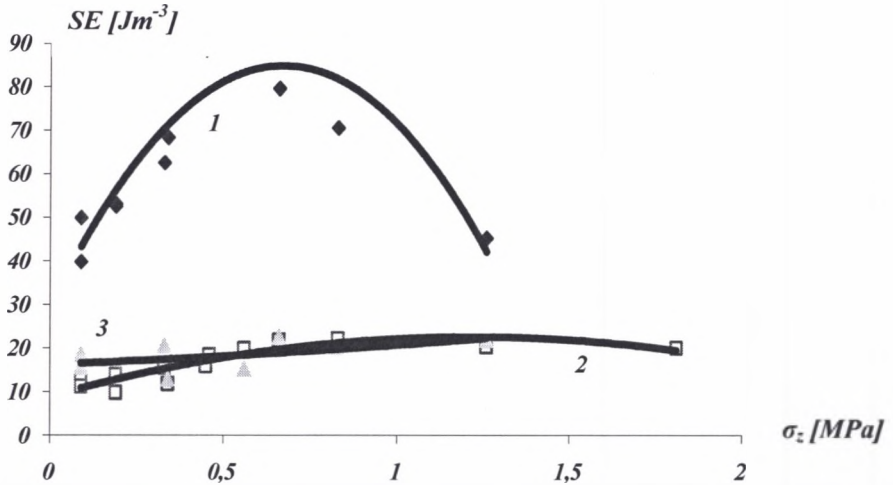
3 - skraw poziomy P-L;  $y = -0,5247x^2 + 1,0014x + 1,7610$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,6205$

Fig. 3.2. Mineability index  $A_\psi$  as a function of exploitation pressure (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical and horizontal cuts of coal specimens obtained from KWK “Powstańców Śląskich” - seam 509:

1 - vertical cuts;  $y = -11,1550x^2 + 15,0890x + 3,4440$ ,  
where  $R^2 = 0,7651$

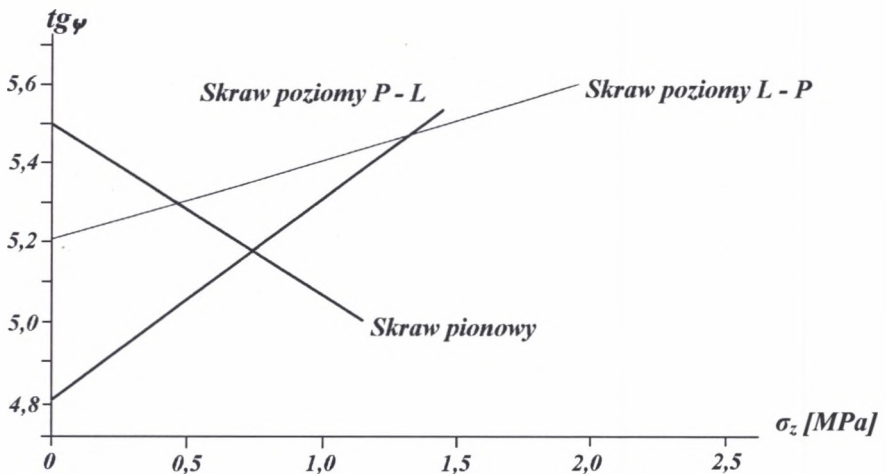
2 - horizontal cuts L-P;  $y = -0,6638x^2 + 1,5535x + 0,0329$ ,  
where  $R^2 = 0,8744$

3 - horizontal cuts P-L;  $y = -0,5247x^2 + 1,0014x + 1,7610$ ,  
where  $R^2 = 0,6205$



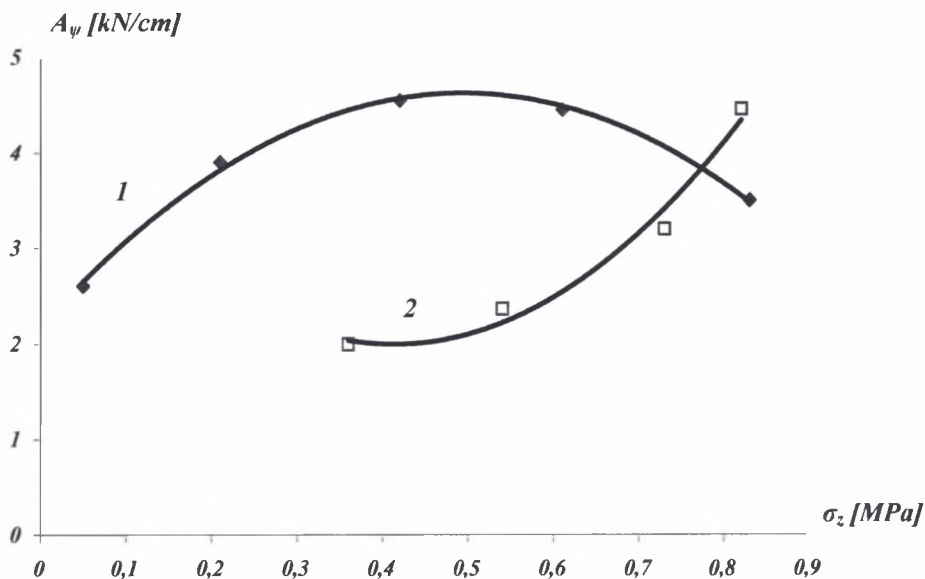
Rys. 3.3. Teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych oraz poziomych dla próbek węgla pobranych z KWK „Powstańców Śląskich” - pokład 509:  
 1 - skraw pionowy;  $y = -123,1300x^2 + 165,2900x + 29,4000$ ,  
 gdzie  $R^2 = 0,7405$   
 2 - skraw poziomy L-P;  $y = -9,1701x^2 + 22,4380x + 8,8428$ ,  
 gdzie  $R^2 = 0,8089$   
 3 - skraw poziomy P-L;  $y = -1,2753x^2 + 3,1955x + 16,2080$ ,  
 gdzie  $R^2 = 0,6069$

Fig. 3.3. Energy consumption of the digging process SE as a function of exploitation pressure (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical and horizontal cuts of coal specimens obtained from KWK “Powstańców Śląskich” - seam 509:  
 1 - vertical cuts;  $y = -123,1300x^2 + 165,2900x + 29,4000$ ,  
 where  $R^2 = 0,7405$   
 2 - horizontal cuts L-P;  $y = -9,1701x^2 + 22,4380x + 8,8428$ ,  
 where  $R^2 = 0,8089$   
 3 - horizontal cuts P-L;  $y = -1,2753x^2 + 3,1955x + 16,2080$ ,  
 where  $R^2 = 0,6069$



Rys. 3.4. Kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych oraz poziomych próbek węgla pobranych z KWK „Powstańców Śląskich” - pokład 509

Fig. 3.4. Side-crumble angle  $\psi$  as a function of exploitation pressure (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical and horizontal cuts of coal specimens obtained from KWK “Powstańców Śląskich” - seam 509



Rys. 3.5. Wskaźnik urabialności  $A_\psi$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych próbek węgla pobranych z KWK „Kleofas” - pokład 417:

1 - skraw pionowy;  $y = -10,0110x^2 + 9,8667x + 2,1953$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8953$

2 - skraw pionowy ZS;  $y = 14,1220x^2 + 11,6890x + 4,4322$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,7768$

Fig. 3.5. Mineability index  $A_\psi$  as exploitation pressure function (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical cuts of coal specimens obtained from KWK “Kleofas” - seam 417:

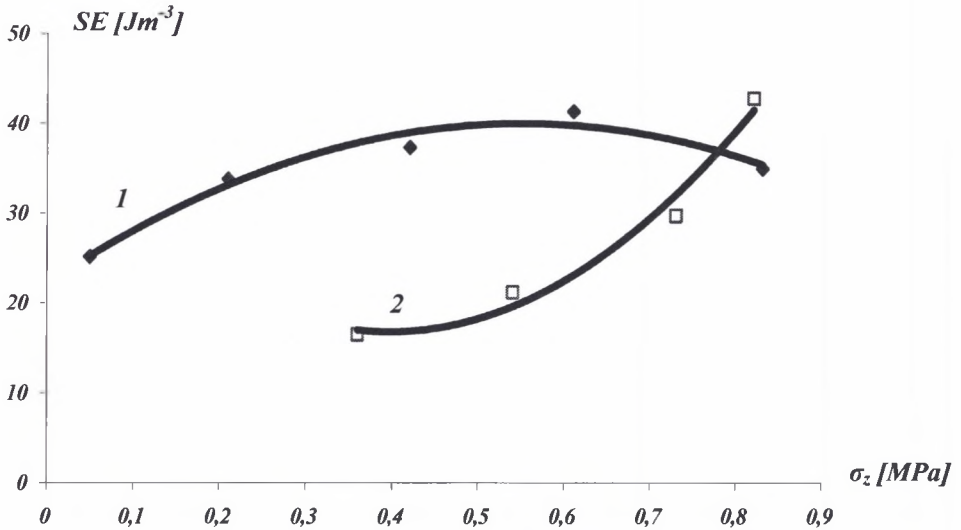
1 - vertical cuts;  $y = -10,0110x^2 + 9,8667x + 2,1953$ ,  
where  $R^2 = 0,8953$

2 - vertical cuts ZS;  $y = 14,1220x^2 + 11,6890x + 4,4322$ ,  
where  $R^2 = 0,7768$

Tabela 3.2

KWK „Kleofas” - pokład 417

Lp.	Skraw pionowy			Skraw pionowy ZS		
	$\sigma_z$ [MPa]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]	$\sigma_z$ [MPa]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]
1	0,05	2,62	25,30	0,82	4,46	42,91
2	0,21	3,91	33,95	0,73	3,21	29,88
3	0,42	4,55	37,45	0,54	2,38	21,39
4	0,61	4,45	41,41	0,36	2,01	16,74
5	0,83	3,51	35,12	-	-	-



Rys. 3.6. Teoretyczna energochłonność procesu urabiania  $SE$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych próbek węgla pobranych z KWK „Kleofas” - pokład 417:

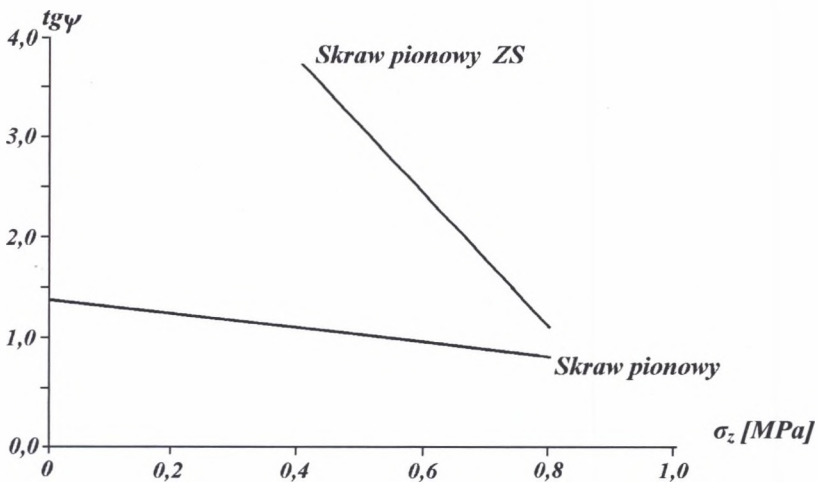
1 - skraw pionowy;  $y = -58,6570x^2 + 64,6540x + 22,2960$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8603$

2 - skraw pionowy ZS;  $y = 137,8900x^2 - 109,7000x + 38,8500$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,7747$

Fig. 3.6. Energy consumption of the mining process  $SE$  as exploitation pressure function (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical cuts of coal specimens obtained from KWK “Kleofas” - seam 417:

1 - vertical cuts;  $y = -58,6570x^2 + 64,6540x + 22,2960$ ,  
where  $R^2 = 0,8603$

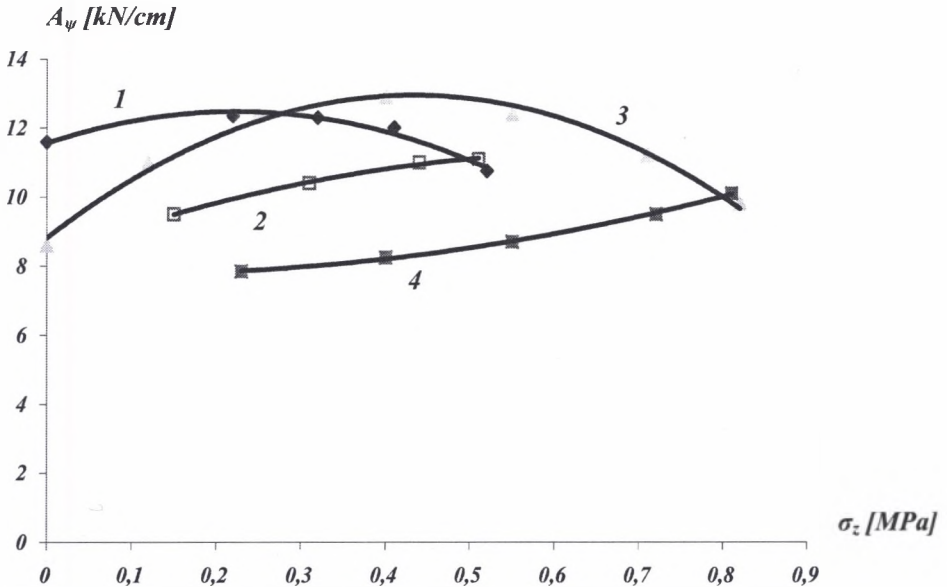
2 - vertical cuts ZS;  $y = 137,8900x^2 - 109,7000x + 38,8500$ ,  
where  $R^2 = 0,7747$



Rys. 3.7. Kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych próbek węgla pobranych z KWK „Kleofas” - pokład 417

Fig. 3.7. Side crumble angle  $\psi$  as exploitation pressure function (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical cuts of coal specimens obtained from KWK “Kleofas” - seam 417





Rys. 3.8. Wskaźnik urabialności  $A_{\psi}$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych próbek węgla z przerostami i bez, pobranych z KWK „Staszic” pokład - 407:

1 - skraw pionowy-przerosty;  $y = -18,4250x^2 + 8,1879x + 11,5660$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8659$

2 - skraw pionowy-przerosty ZS;  $y = -6,7233x^2 + 8,9834x + 8,2953$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8970$

3 - skraw pionowy-bez przerostów;  $y = -21,9990x^2 + 19,0670x + 8,8154$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8852$

4 - skraw pionowy-bez przerostów ZS;  $y = -4,4086x^2 - 0,7827x + 7,8142$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8986$

Fig. 3.8. Mineability index  $A_{\psi}$  as exploitation pressure function (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical cuts of coal specimens with and without interlayers obtained from KWK „Staszic” - seam 407:

1 - vertical cuts-with interlayers;  $y = -18,4250x^2 + 8,1879x + 11,5660$ ,  
where  $R^2 = 0,8659$

2 - vertical cuts-with interlayers ZS;  $y = -6,7233x^2 + 8,9834x + 8,2953$ ,  
where  $R^2 = 0,8970$

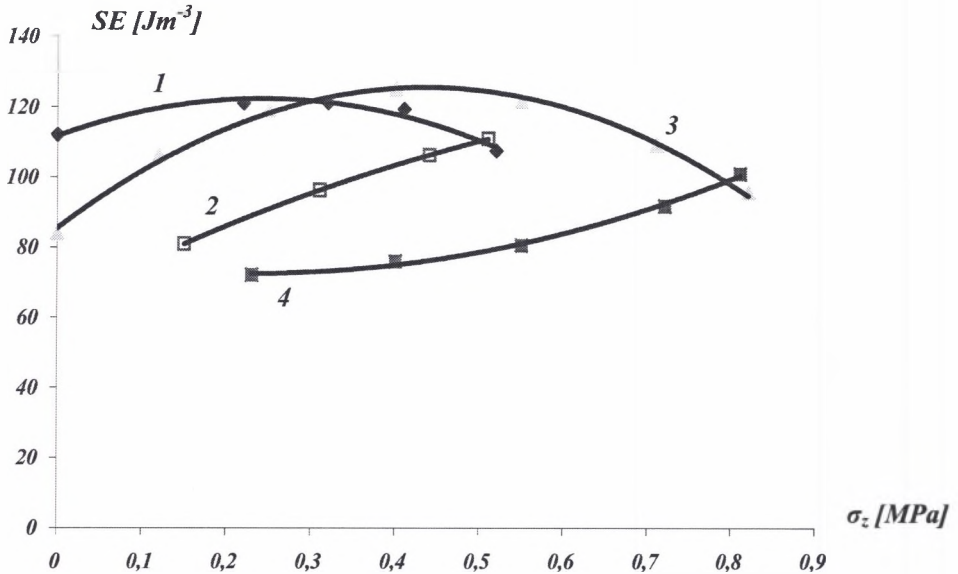
3 - vertical cuts-without interlayers;  $y = -21,9990x^2 + 19,0670x + 8,8154$ ,  
where  $R^2 = 0,8852$

4 - vertical cuts-without interlayers ZS;  $y = -4,4086x^2 - 0,7827x + 7,8142$ ,  
where  $R^2 = 0,8986$

Tabela 3.3

KWK „Staszic” - pokład 407 z przerostami

Lp.	Skraw pionowy			Skraw pionowy ZS		
	$\sigma_z$ [MPa]	$A_{\psi}$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]	$\sigma_z$ [MPa]	$A_{\psi}$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]
1	0,00	11,60	112,11	0,51	11,10	111,00
2	0,22	12,35	121,09	0,44	11,00	106,30
3	0,32	12,30	121,20	0,31	10,40	96,30
4	0,41	12,01	119,42	0,15	9,50	80,92
5	0,52	10,75	107,55	-	-	-



Rys. 3.9. Teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych próbek węgla z przerostami i bez, pobranych z KWK „Staszic” - pokład 407:

- 1 - skraw pionowy-przerosty;  $y = -180,8600x^2 + 87,8460x + 141,7600$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8546$
- 2 - skraw pionowy-przerosty ZS;  $y = -61,7060x^2 + 124,4400x + 62,6990$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,9000$
- 3 - skraw pionowy-bez przerostów;  $y = -211,0900x^2 + 184,3200x + 85,4290$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8929$
- 4 - skraw pionowy-bez przerostów ZS;  $y = -82,2050x^2 - 37,2260x + 76,7530$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8960$

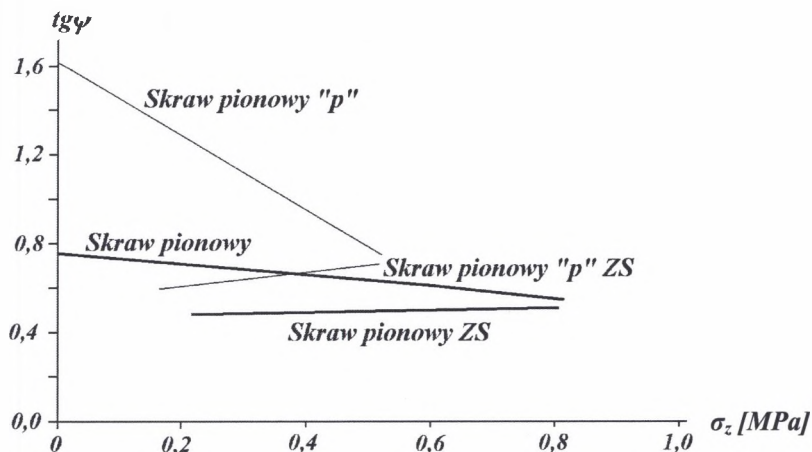
Fig. 3.9. Energy consumption of the mining process SE as exploitation pressure function (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical cuts of coal specimens with and without interlayers obtained from KWK “Staszic” - seam 407:

- 1 - vertical cuts-with interlayers;  $y = -180,8600x^2 + 87,8460x + 141,7600$ ,  
where  $R^2 = 0,8546$
- 2 - vertical cuts-with interlayers ZS;  $y = -61,7060x^2 + 124,4400x + 62,6990$ ,  
where  $R^2 = 0,9000$
- 3 - vertical cuts-without interlayers;  $y = -211,0900x^2 + 184,3200x + 85,4290$ ,  
where  $R^2 = 0,8929$
- 4 - vertical cuts-without interlayers ZS;  $y = -82,2050x^2 - 37,2260x + 76,7530$ ,  
where  $R^2 = 0,8960$

Tabela 3.4

KWK „Staszic” - pokład 407

Lp.	Skraw pionowy			Skraw pionowy ZS		
	$\sigma_z$ [MPa]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]	$\sigma_z$ [MPa]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]
1	0,00	8,60	83,90	0,81	10,10	101,01
2	0,12	11,00	106,30	0,72	9,50	91,80
3	0,25	12,40	119,20	0,55	8,70	80,60
4	0,40	12,90	125,20	0,40	8,25	76,00
5	0,55	12,40	121,60	0,23	7,85	72,12
6	0,71	11,20	109,30	-	-	-
7	0,82	9,80	95,60	-	-	-



Rys. 3.10. Kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych próbek węgla z przerostami i bez, pobranych z KWK „Staszic” - pokład 407

Fig. 3.10. Side-crumble angle  $\psi$  as exploitation pressure function (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical cuts of coal specimens with and without interlayers obtained from KWK „Staszic” - seam 407

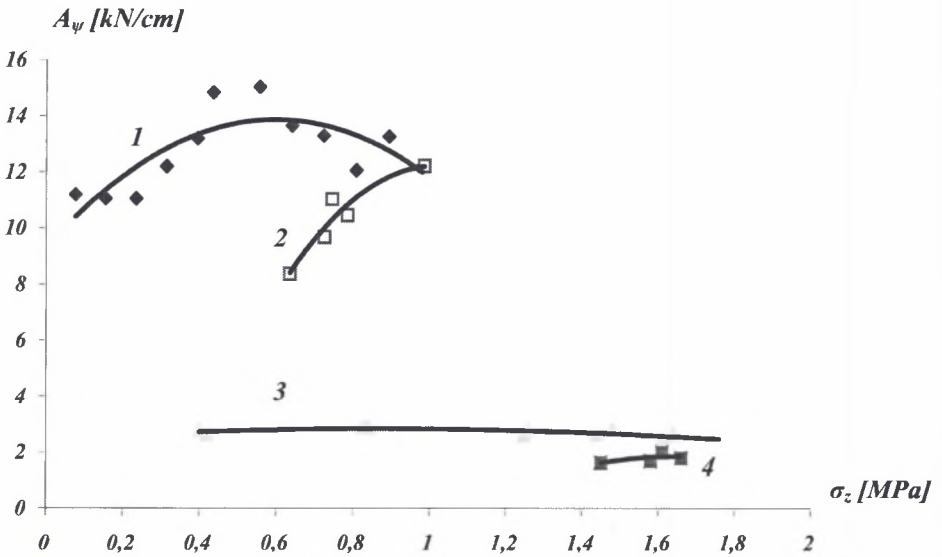
Tabela 3.5

KWK „Staszic” - pokład 501

Lp.	Skraw pionowy			Skraw pionowy ZS		
	$\sigma_z$ [MPa]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]	$\sigma_z$ [MPa]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]
1	0,077	11,21	151,74	0,985	12,23	174,60
2	0,155	11,08	158,59	0,785	10,47	140,40
3	0,234	11,07	163,32	0,745	11,05	142,56
4	0,313	12,22	171,17	0,725	9,70	126,40
5	0,394	13,21	190,42	0,635	8,40	99,22
6	0,435	14,83	203,16	-	-	-
7	0,557	15,02	215,00	-	-	-
8	0,640	13,66	195,01	-	-	-
9	0,723	13,30	186,78	-	-	-
10	0,808	12,07	186,36	-	-	-
11	0,893	13,27	185,48	-	-	-
12	0,979	12,22	178,16	-	-	-

Tabela 3.6

KWK „Staszic” - pokład 501						
Skraw poziomy				Skraw poziomy ZS		
Lp.	$\sigma_z$ [MPa]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]	$\sigma_z$ [MPa]	$A_\psi$ $\left[\frac{kN}{cm}\right]$	SE [Jcm <sup>-3</sup> ]
1	0,40	2,81	13,61	1,61	2,01	17,55
2	0,42	2,66	11,66	1,66	1,81	15,60
3	0,83	2,90	10,86	1,58	1,71	15,29
4	0,84	2,91	11,24	1,45	1,64	12,60
5	1,25	2,64	13,95	-	-	-
6	1,26	2,81	12,40	-	-	-
7	1,48	2,79	15,42	-	-	-
8	1,44	2,67	12,36	-	-	-
9	1,64	2,63	11,27	-	-	-
10	1,61	2,53	10,41	-	-	-
11	1,76	2,51	11,85	-	-	-



Rys. 3.11. Wskaźnik urabialności  $A_\psi$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych oraz poziomych dla próbek węgla pobranych z KWK „Staszic” - pokład 501:

1 - skraw pionowy;  $y = -12,7490x^2 + 45,2190x + 9,3292$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,6311$

2 - skraw pionowy ZS;  $y = -26,6380x^2 + 53,9390x + 15,0750$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8054$

3 - skraw poziomy P-L;  $y = -0,4796x^2 + 0,8411x + 2,9875$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,5733$

4 - skraw poziomy P-L, ZS;  $y = -6,0246x^2 + 19,8050x - 14,4190$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,5501$

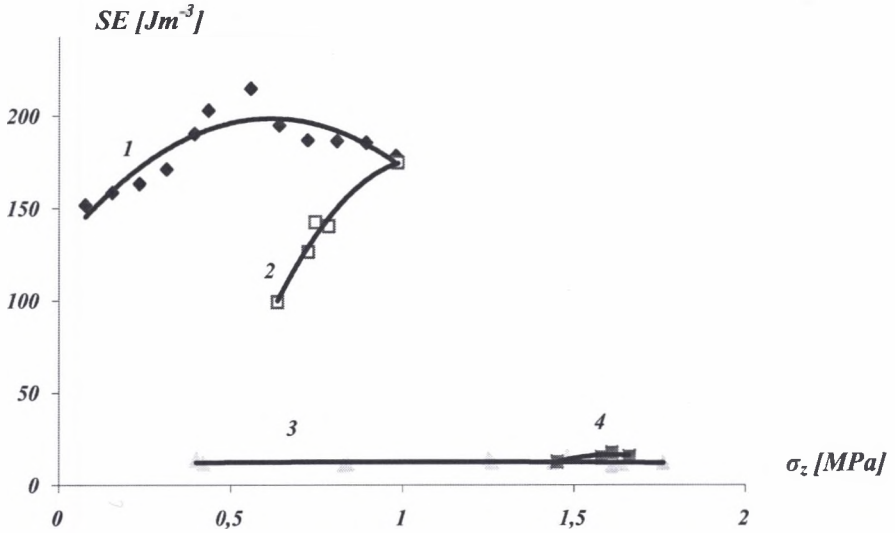
Fig. 3.11. Mineability index  $A_\psi$  as a function of exploitation pressure (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical and horizontal cuts of coal specimens obtained from KWK "Staszic" - seam 501:

1 - vertical cuts;  $y = -12,7490x^2 + 45,2190x + 9,3292$ ,  
where  $R^2 = 0,6311$

2 - vertical cuts ZS;  $y = -26,6380x^2 + 53,9390x + 15,0750$ ,  
where  $R^2 = 0,8054$

3 - horizontal cuts P-L;  $y = -0,4796x^2 + 0,8411x + 2,9875$ ,  
where  $R^2 = 0,5733$

4 - horizontal cuts P-L, ZS;  $y = -6,0246x^2 + 19,8050x - 14,4190$ ,  
where  $R^2 = 0,5501$



Rys. 3.12. Teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych oraz poziomych dla próbek węgla pobranych z KWK „Staszic” - pokład 501:

1 - skraw pionowy;  $y = -182,7300x^2 + 225,1200x + 129,2600$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,7931$

2 - skraw pionowy ZS;  $y = -440,7200x^2 + 928,9900x + 341,1500$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,8703$

3 - skraw poziomy P-L;  $y = -0,8970x^2 + 1,8357x + 11,5470$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,5113$

4 - skraw poziomy P-L, ZS;  $y = -151,2700x^2 + 486,6900x - 375,1200$ ,  
gdzie  $R^2 = 0,7036$

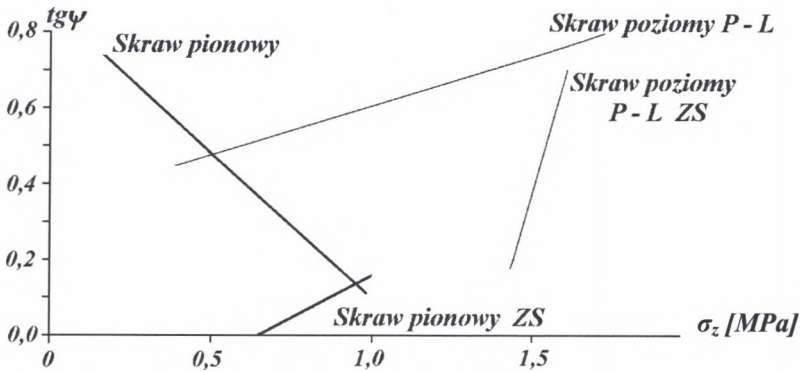
Fig. 3.12. Energy consumption of the digging process SE as a function of exploitation pressure (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical and horizontal cuts of coal specimens obtained from KWK “Staszic” – seam 501:

1 - vertical cuts;  $y = -182,7300x^2 + 225,1200x + 129,2600$ ,  
where  $R^2 = 0,7931$

2 - vertical cuts ZS;  $y = -440,7200x^2 + 928,9900x + 341,1500$ ,  
where  $R^2 = 0,8703$

3 - horizontal cuts P-L;  $y = -0,8970x^2 + 1,8357x + 11,5470$ ,  
where  $R^2 = 0,5113$

4 - horizontal cuts P-L, ZS;  $y = -151,2700x^2 + 486,6900x - 375,1200$ ,  
where  $R^2 = 0,7036$



Rys. 3.13. Kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) dla skrawów pionowych i poziomych próbek węgla pobranych z KWK „Staszic” - pokład 501

Fig. 3.13. Side-crumble angle  $\psi$  as exploitation pressure function (represented by  $\sigma_z$ ) for vertical and horizontal cuts of coal specimens obtained from KWK “Staszic” - seam 501

### 3.3.1. Podsumowanie wyników z badań stanowiskowych

Na podstawie wykresów przedstawionych na rys. od 3.2 do 3.13 można stwierdzić że:

- Dla próbek węgla pobranych z KWK „Powstańców Śląskich” (pokład 509) przeprowadzono badania odwzorowując obydwie zwroty oraz kierunki urabiania, czyli z lewej do prawej (L – P), a także, prawej do lewej (P – L). Wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  dla skrawów pionowych osiągają wartości od 3 do 7 razy większe od wartości  $A_\psi$  dla skrawów poziomych (rys. 3.2). Krzywe zmienności wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) mają charakter funkcji potęgowych (kwadratowych), które w początkowej fazie rosną, a następnie maleją. Dla skrawów pionowych zmiany te są bardzo wyraźne, w odróżnieniu od skrawów poziomych, gdzie krzywe mają bardzo łagodny przebieg. Zmieniając dla skrawów poziomych zwrot urabiania (z P – L na L – P) otrzymano podobne przebiegi, przy czym różnią się one dość wyraźnie wartościami. Potwierdza to występowanie w pokładach węglowych płaszczyzn osłabionej spójności zależnych od kierunku. Istotny jest również kierunek usytuowania tych płaszczyzn w stosunku do kierunku urabiania. Wynika stąd, że dla skrawów pionowych ciśnienie eksploatacyjne ( $\sigma_z$ ) ma bardzo istotny wpływ na wartość oporów urabiania reprezentowanych przez wskaźnik urabialności  $A_\psi$ . Bardzo podobnie przebiega zmienność teoretycznej energochłonności SE procesu urabiania, która dla skrawów pionowych w początkowej fazie jest silnie rosnąca, a następnie maleje (rys. 3.3). Natomiast dla skrawów poziomych przebieg ten jest łagodniejszy, niezależnie od zwrotu urabiania.

Kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  (rys. 3.4) dla skrawków pionowych wykazuje tendencję malejącą na całej swej długości, natomiast dla skrawków poziomych wzrasta i to niezależnie od zwrotu urabiania. W wyniku pomiarów przeprowadzonych przez autora stwierdzono, że kąt  $\psi$  wynosi około  $80^{\circ}$ . Wynika to z faktu, że materiał węglowy ma bardzo dużo płaszczyzn osłabionej spójności, posiada dużo szczelin, porów i w związku z tym w miarę wzrostu wartości ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez  $\sigma_z$ ) maleje średnia gęstość materiału (próbki) i następują na szczelinach oraz porach mikrozniszczenia materiału węglowego poprzez powstawanie nowych dodatkowych szczelin i porów. Zgodnie z teorią Griffitha zniszczenie spójności ośrodka następuje przez wzrost naprężeń wokół znajdującej się w ośrodku niejednorodności (np. pęcherzyka powietrza). Gdy wzrasta porowatość skały, to maleje jej gęstość, natomiast wzrasta liczba porów, wokół których powstają mikropęknięcia, łączące się w szczeliny, co prowadzi do zniszczenia spójności ośrodka (skały).

Materiał węglowy pobrany z KWK „Powstańców Śląskich” jest materiałem posiadającym bardzo dużo płaszczyzn osłabionej spójności, gdzie po przekroczeniu wartości wytrzymałości nastąpiło rozsypanie się próbki węglowej. Powyższe zostało potwierdzone poprzez stały, duży kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$ .

Materiał węglowy charakteryzujący się takimi właściwościami autor proponuje nazwać *węgłem kruchym* i oznaczać przez  $W_k$ .

- Węgiel pobrany z KWK „Kleofas” (pokład 417) był urabiany tylko skrawkami pionowymi odwzorowującymi charakter pracy noży instalowanych na głowicy urabiającej ścianowych kombajnów bębnowych. Wyznaczono również zmienność wartości wskaźnika urabialności  $A_{\psi}$ , zmianę kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  oraz teoretyczną energochłonność procesu urabiania SE w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (składowej pionowej  $\sigma_z$ ). Z uzyskanych wyników wyraźnie widać, że przebieg zmienności  $A_{\psi}$  (rys. 3.5, 3.6) jest bardzo podobny do przebiegu uzyskanego z badań próbek węgla pobranych z KWK „Powstańców Śląskich” (w początkowej fazie silnie rosnący, a następnie malejący). Natomiast kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  (rys. 3.7) wykazuje tendencję silniej malejącą i zmienia się w szerszym zakresie, tzn. od  $54^{\circ}$  do  $42^{\circ}$ . Oznacza to, że materiał węglowy pobrany z KWK „Kleofas” jest materiałem bardziej spoistym, o mniejszej liczbie płaszczyzn osłabionej spójności (kliważu), na którym można było prowadzić badania po przekroczeniu wartości wytrzymałości, czyli na zniszczonej strukturze (ZS). W trakcie prowadzenia badań na zniszczonej strukturze (ZS) kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  gwałtownie wzrastał (rys. 3.7) osiągając wartość  $75^{\circ}$ , czyli materiał węglowy stał się miękki. Po przekroczeniu wartości wytrzymałości na materiale węglowym

pojawiły się dodatkowe pory, szczeliny powodujące nagły wzrost kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ .

Teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE ma przebieg zbliżony do przebiegu  $A_\psi$ , gdzie wyraźnie widać różnicę przy urabianiu próbki niezniszczonej oraz na zniszczonej strukturze (ZS). Wartość ta (energochłonność) może być nawet dwukrotnie mniejsza.

Materiał węglowy, który wykazuje taką tendencję zmiany kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , proponuje się oznaczać przez  $W_t$  i nazywać *węgłem twardym*.

- Z KWK „Staszic” pobrano próbki węgla z przerostami (wtrąceniami) i bez, z dwóch różnych pokładów (pokłady 407 i 501). Przeprowadzono badania zmienności wskaźnika urabialności  $A_\psi$ , kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  oraz teoretycznej energochłonności procesu urabiania SE w funkcji składowej pionowej  $\sigma_z$  ciśnienia eksploatacyjnego (rys. 3.8, 3.9, 3.10, 3.11, 3.12, 3.13) dla obydwu kierunków urabiania przy jednym zwrocie urabiania dla skrawu poziomego w zakresie obciążeń od zera do zniszczenia wytrzymałościowego próbki oraz na zniszczonej strukturze (ZS). Próbki węgla z przerostami (rys. 3.9) wykazują znacznie mniejszą wytrzymałość w stosunku do próbek bez przerostów (około 60% wartości). Dotyczy to zarówno badań przeprowadzonych w zakresie obciążeń od zera do zniszczenia wytrzymałościowego, jak i na zniszczonej strukturze (ZS).

Świadczy to o wpływie na wytrzymałość materiału węglowego dwu głównych czynników, a mianowicie:

- wyężenia materiału węglowego;
- wzrostu gęstości związanej z odkształcaniem się materiału węglowego, a spowodowanej zmniejszaniem porowatości, szczelinowatości.

Podobnie jak w poprzednich przypadkach, dla skrawów pionowych krzywe  $A_\psi$  uzyskane z badań są w początkowej fazie rosnące, a następnie malejące (są silnie zakrzywione), natomiast dla skrawów poziomych krzywa ta ma bardzo łagodny przebieg (dotyczy to zarówno próbek z przerostami, jak i bez).

Kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  (rys. 3.10) dla skrawów pionowych w przypadku próbek węgla z przerostami zmienia się w zakresie  $58^\circ - 40^\circ$  (maleje), natomiast dla zniszczonej struktury  $31^\circ - 34^\circ$  (rośnie). Dla próbek węgla bez przerostów kąt ten jest praktycznie stały i wynosi  $27^\circ$  do  $29^\circ$ , a dla zniszczonej struktury  $26^\circ - 27^\circ$ .

Dla węgla pobranego z pokładu 501 (rys. 3.13) kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  dla skrawów pionowych (gdyż tylko takie skrawy zostały przeprowadzone) wykazuje gwałtowne zmniejszanie w funkcji składowej pionowej  $\sigma_z$  ciśnienia eksploatacyjnego, przyjmując wartości od  $38^\circ$  do  $6^\circ$ , przy obciążeniach od zera do zniszczenia wytrzymałościowego próbki



węglowej oraz praktycznie brak kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  (kąt zmalał do  $0^0$ ) w przypadku prowadzenia badań na zniszczonej strukturze (ZS). Po przekroczeniu granicy wytrzymałości można było zauważyć wyraźne płaszczyzny spękań, jednak próbka dalej zachowywała spójność – nie zauważono gwałtownego kruszenia się materiału węglowego. Dotyczy to tak próbek węgla pobranych z pokładu 407 z przerostami, jak i bez przerostów oraz próbek węgla pobranych z pokładu 501. Prowadząc dalej badania na zniszczonej strukturze (ZS), zauważono ponowne zaciskanie się nowo powstałych płaszczyzn spękań, utwardzanie się materiału węglowego oraz praktycznie wyciskanie materiału w kierunku bruzdy skrawu pomiarowego powodując, że kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  praktycznie był bliski zeru. Podobnie przedstawia się zmiana kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  (rys. 3.13) dla skrawów poziomych, przy czym zmiana ta już nie jest tak wyraźna. Przy obciążeniach od zera do zniszczenia wytrzymałościowego próbki węglowej kąt  $\psi$  zmienia się od  $24^0$  do  $39^0$ , natomiast dla zniszczonej struktury (ZS) kąt maleje od  $33^0$  do  $11^0$ .

Natomiast teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE w funkcji ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z$ ) na całej swej długości maleje, przy czym dla zniszczonej struktury (ZS) ma przebieg silnie malejący (rys. 3.9, 3.12). Potwierdza to niejednorodność materiału węglowego. Ponadto badania przeprowadzone w Instytucie Mechanizacji Górnictwa Politechniki Śląskiej [103] wykazują, że materiał węglowy ma trzynaście stałych sprężystości o różnych  $\chi$  w zależności od kierunku, a także przez różne wartości wytrzymałości zależne od kierunku.

Węgiel charakteryzujący się takimi właściwościami proponuje się nazwać węglem *bardzo twardym* –  $W_{bt}$ .

Węgiel z pokładu 407 z przerostami, wykazuje właściwości węgla twardego, w związku z tym należałoby go zaliczyć do węgla twardego  $W_t$ . Natomiast prowadząc próby na zniszczonej strukturze (ZS) węgiel ten zachowuje się tak jak węgiel bardzo twardy –  $W_{bt}$ . Spowodowane jest to przerostami (wtrąceniami) materiału o innej wytrzymałości niż węgiel właściwy.

W związku z tym, że dotychczas stosowany podział w zależności od wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  na węgle kruche ( $\psi > 60^0$ ) i zwięzłe ( $\psi < 60^0$ ) jest niewystarczający, proponuje się wprowadzić następujący podział (tabela 3.7):

- $W_k$  węgle kruche  $\psi > 70^0$ ;
- $W_t$  węgle twarde  $40^0 < \psi \leq 70^0$ ;
- $W_{bt}$  węgle bardzo twarde  $\psi \leq 40^0$ .

Tabela 3.7

## Propozycja podziału węgla na klasy

<i>Klasa węgla</i>	<i>Skraw</i>	<i>Wartość <math>\psi</math></i>	<i>Zmiana <math>\psi</math></i>	<i>Wartość <math>\psi</math> ZS</i>	<i>Zmiana <math>\psi</math> ZS</i>
$W_k$	pionowy	$78^0 \div 80^0$	stała	-	-
	poziomy	$79^0$	stała	-	-
$W_t$	pionowy	$54^0 \div 42^0$	maleje	$45^0 \div 75^0$	silnie rosnąca
	poziomy	-	-	-	-
$W_{bt}$	pionowy z przerostami	$58^0 \div 40^0$	maleje	$31^0 \div 34^0$	stała
	pionowy	$27^0 \div 29^0$	stała	$26^0 \div 27^0$	stała
	poziomy	$38^0 \div 6^0$	silnie maleje	$6^0 \div 0^0$	bardzo silnie maleje
	poziomy	$24^0 \div 39^0$	rośnie	$33^0 \div 11^0$	silnie maleje

### 3.4. Wyniki badań wskaźnika urabialności $A_\psi$ oraz kąta bocznego rozkruszenia $\psi$ w Zagłębiu Górnosląskim

Badania „in situ” wskaźnika urabialności  $A_\psi$  i wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  (przy udziale autora) przeprowadzono w 15 kopalniach węgla kamiennego, 5 różnych pokładach, 26 wyrobiskach ścianowych dla skrawów poziomych (równoległych do stropu i spągu) oraz w 16 kopalniach, 6 pokładach, 32 wyrobiskach ścianowych dla skrawów pionowych (prostopadłych do stropu i spągu). Badania przeprowadzono w kopalniach Zagłębia Górnosląskiego [129, 130, 131, 132, 133].

Uzyskane z badań „in situ” wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  i wskaźników urabialności  $A_\psi$  zostały opracowane i przedstawione w tabeli 3.8 z podaniem klas węgla wg dotychczas stosowanej klasyfikacji CMG „KOMAG”.

Kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  oraz wskaźnik urabialności węgla  $A_\psi$  określone przyrządem POS-1 w wyrobiskach ścianowych eksploatowanych lub przygotowywanych do eksploatacji wynosiły:

-  $\psi$  od  $12^\circ$  do  $81^\circ$  przy wartościach  $A_\psi$  od 1,58 do 5,31  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$  dla skrawów pionowych (prostopadłych do stropu i spągu),

-  $\psi$  od  $22^\circ$  do  $88^\circ$  przy wartościach  $A_\psi$  od 1,53 do 3,75  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$  dla skrawów poziomych (równoległych do stropu i spągu).

Jak wynika z szeroko przeprowadzonych badań, wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  i kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  są ściśle ze sobą powiązane.

Oprócz badań „in situ” przeprowadzono całą serię badań stanowiskowych wpływu ciśnienia eksploatacyjnego (reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z$  stanu naprężenia)

na wartość wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  [7, 8, 13, 16], które również potwierdziły powyższą zależność.

Tabela 3.8

Wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  dla różnych miejsc pomiarowych

Lp.	Skraw pionowy			Skraw poziomy		
	$A_\psi \left[ \frac{kN}{cm} \right]$	$\psi [^\circ]$	Klasa węgla	$A_\psi \left[ \frac{kN}{cm} \right]$	$\psi [^\circ]$	Klasa węgla wg CMG „KOMAG”
1	2,83	52	IV	2,40	40	III
2	2,20	67	IV	-	-	-
3	2,95	39	IV	-	-	-
4	1,58	78	III	1,53	85	III
5	2,28	52	III	-	-	-
6	2,49	44	IV	2,40	42	III
7	2,40	40	III	2,28	41	III
8	2,53	62	V	2,35	68	IV
9	2,85	35	IV	2,79	36	IV
10	3,57	32	VI	3,08	35	VI
11	2,81	39	IV	2,66	38	IV
12	3,62	37	VII	2,73	42	IV
13	2,88	44	IV	2,70	42	IV
14	3,20	31	VI	3,12	28	VI
15	2,79	50	IV	2,54	44	IV
16	2,90	25	IV	2,43	35	IV
17	4,17	12	VII	3,44	22	VI
18	2,13	65	IV	2,08	67	IV
19	2,61	56	IV	1,99	68	IV
20	2,43	66	V	2,43	68	V
21	3,82	22	VII	-	-	-
22	2,61	55	IV	-	-	-
23	2,69	54	IV	-	-	-
24	3,60	28	VI	3,12	32	VI
25	1,74	81	III	1,52	82	III
26	2,81	40	IV	2,56	49	IV
27	2,98	41	IV	2,55	51	IV
28	1,75	80	III	1,53	79	III
29	2,22	65	IV	2,01	66	IV
30	2,97	54	IV	2,45	42	IV
31	1,60	81	III	1,55	88	III
32	5,31	17	VIII	2,12	57	III

Po przeanalizowaniu zależności pomiędzy wartościami kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  a wartościami wskaźnika urabialności  $A_\psi$  (tabela 3.8) można stwierdzić, że najliczniejszą grupę stanowią węgle o wskaźniku urabialności  $A_\psi$  od 1,81 do 3,00  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$ , gdzie wartość  $\psi$  jest zawarta pomiędzy 40° a 67° (z wyjątkiem trzech przypadków, w których miara kąta  $\psi$  wyniosła poniżej 40°).

Dla węgla, gdzie wskaźnik urabialności  $A_\psi$  wynosi powyżej 3,00  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$  (pomiędzy 3,01 a 5,31), kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  gwałtownie maleje i wynosi od 12° do 39°. Natomiast

przy wartościach  $A_\psi$  poniżej  $1,80 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  wzrastał osiągając wartość pomiędzy  $78^\circ$  a  $88^\circ$ .

Jak wynika z powyższej analizy, wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  układają się w trzy grupy, a mianowicie:

- *pierwsza* - to wartości  $A_\psi$  do  $1,80 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  oraz kąt bocznego rozkruszenia  $\psi > 70^\circ$ ,
- *druga* - zawiera wartości  $A_\psi$  pomiędzy  $1,81$  a  $3,00 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  oraz kąt bocznego rozkruszenia  $40^\circ < \psi \leq 70^\circ$ ,
- *trzecia* -  $A_\psi$  powyżej  $3,01 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  i kąt  $\psi \leq 40^\circ$ .

W tabeli 3.9 został pokazany procentowy udział poszczególnych węgli wg dotychczas stosowanej klasyfikacji.

Tabela 3.9

**Udział procentowy węgla  
w poszczególnych przedziałach  
klasyfikacyjnych  
wg klasyfikacji CMG „KOMAG”**

<i>Klasa</i>	<i>Skraw pionowy</i>	<i>Skraw poziomy</i>
I	0%	0%
II	0%	0%
III	19%	28%
IV	55%	52%
V	6%	4%
VI	10%	16%
VII	7%	0%
VIII	3%	0%

Najliczniejszy jest udział węgla w klasach III oraz IV, czyli tych, dla których wskaźnik urabialności  $A_\psi$  zawarty jest pomiędzy  $1,81 \div 3,00 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  i to zarówno przy skrawach pionowych, jak i poziomych. Łączny procentowy udział dla skrawów pionowych w tych klasach wynosi 74%, natomiast dla skrawów poziomych 80%.

W istniejącym podziale widnieją też klasy, w których udział węgla jest zerowy (klasy I, II, VIII), gdyż w polskim górnictwie węglowym nie spotyka się węgla o wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  poniżej  $1,20 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ , jak również bardzo rzadko powyżej  $4,20 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ ,

natomiast najliczniejszą grupę stanowią węgle o wskaźniku urabialności  $A_\psi$  zawartym pomiędzy 1,81 a 3,00  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$ . Ponadto określenie klas połączonych (klasy V z VI oraz VII z VIII) jest nieprecyzyjne.

Powyższe dane uzasadniają modyfikację stosowanej klasyfikacji węgla poprzez precyzyjniejsze określenie i zmniejszenie liczby klas do tych, które występują w naszym górnictwie.

### 3.4.1. Podsumowanie wyników z badań w Zagłębiu Górnśląskim

Jak wynika z szeroko przeprowadzonych badań i analizy materiału badawczego (tabela 3.8), potwierdza się wyraźny podział węgla na trzy klasy w zależności od wartości  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , które to wartości są ściśle z sobą związane. Z powyższymi wielkościami ( $A_\psi$ ,  $\psi$ ) również silnie związana jest podziałka skrawania  $t_s = f(\psi)$ , która wpływa na sposób rozmieszczenia noży na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego [80, 81, 83].

Przyjęty i szeroko dotychczas stosowany w Polsce wskaźnik urabialności  $A$  nie uwzględnia zmienności kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , dlatego też otrzymane wartości nie powinny stanowić podstawy do określenia oporów urabiania dla materiałów kruchych (do których należy węgiel).

Dotychczas stosowana klasyfikacja polskich węgla dzieli je według kryterium trudności urabiania określanej za pomocą wskaźnika urabialności  $A$  na osiem kategorii oraz dwie klasy w zależności od wartości kąta bocznego rozkruszania  $\psi$  (tabele 2.1, 2.2).

**Tabela 3.10**

**Zmodyfikowany przez autora podział pokładów węglowych na klasy wg stopnia trudności urabiania**

<i>Wskaźnik urabialności</i> $A_\psi \left[ \frac{kN}{cm} \right]$	<i>Kąt bocznego rozkruszenia</i> $\psi$	$\psi > 70^\circ$	$40^\circ < \psi \leq 70^\circ$	$\psi \leq 40^\circ$	<i>Stopień trudności urabiania</i>
$A_\psi \leq 1,80$		I			łatwo urabialny
$1,81 < A_\psi \leq 3,00$			II		średnio urabialny
$A_\psi > 3,01$				III	trudno urabialny
		kruche $W_k$	twarde $W_t$	b. twarde $W_{bt}$	

W związku z powyższym, proponuje się modyfikację dotychczasowej klasyfikacji polskich węgli. Modyfikacja ta powinna polegać na ścisłym powiązaniu wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  ze wskaźnikiem urabialności  $A_\psi$  (tabela 3.10).

Jak wykazano w rozdziale 3 (na podstawie przeprowadzonych przez autora badań), kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  (przy stałej głębokości skrawu  $g$ ) zmienia się w szerokich granicach w zależności od jakości materiału węglowego.

### 3.5. Zależność pomiędzy wytrzymałością na jednokierunkowe ściskanie $R_c$ a wskaźnikiem urabialności $A$ , $A_\psi$

W Polsce wskaźnik urabialności  $A$ ,  $A_\psi$  wyznaczany jest za pomocą przyrządu POS-1, natomiast wytrzymałość na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  wyznaczana jest różnymi metodami:

- „tradycyjnymi”;
- ultradźwiękową.

W CMG „KOMAG” przeprowadzono badania wskaźnika urabialności  $A$  przyrządem POS-1 oraz wytrzymałość  $R_c$  metodą ultradźwiękową dla 18 różnych miejsc pomiarowych, w 9 kopalniach węgla kamiennego [79].

Autor niniejszej monografii przeprowadził również pomiary "in situ" wskaźnika urabialności  $A_\psi$  w 27 miejscach pomiarowych oraz wyznaczył na stanowisku badawczym wartości wytrzymałości na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$ .

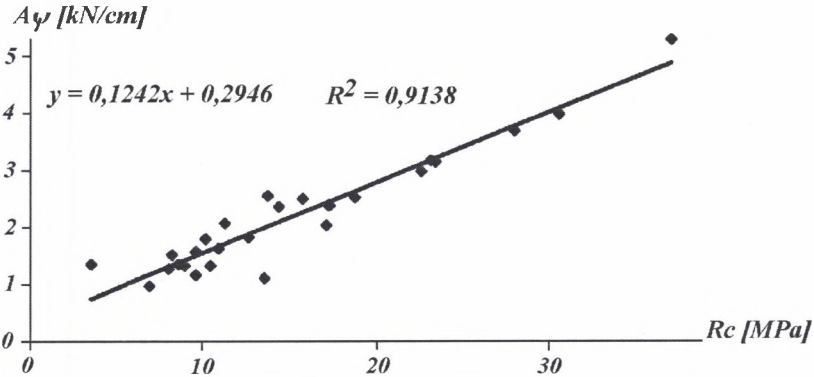
Tabela 3.11

Wartości  $A_\psi$  oraz  $R_c$  uzyskane z badań autora

Lp.	Pokład	$A_\psi \left[ \frac{kN}{cm} \right]$	$R_c [MPa]$	Lp.	Pokład	$A_\psi \left[ \frac{kN}{cm} \right]$	$R_c [MPa]$
1	382	1,31	9,00	15	620/A	1,50	8,22
2	382	1,33	8,60	16	620/II	0,95	7,00
3	206/1	2,39	17,30	17	624	1,25	8,10
4	206/1	3,17	23,20	18	713	1,15	9,60
5	206/1	3,14	23,40	19	407/3	2,35	14,40
6	209	3,00	22,60	20	407/1	2,48	15,70
7	207	4,00	30,60	21	620	1,32	10,40
8	207	3,70	28,00	22	346	1,62	10,90
9	318	2,38	17,20	23	405/1	2,53	18,80
10	308	5,31	37,00	24	401/B	2,04	17,10
11	620	2,55	13,70	25	620	1,78	10,20
12	408/1	1,33	3,54	26	510	2,05	11,30
13	364/1	1,10	13,52	27	506	1,55	9,64
14	620/C	1,82	12,65				

Badania stanowiskowe zależności wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz wytrzymałości na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  przeprowadzono równoległe dla próbek węgla pobranych z tych samych miejsc pomiarowych, niezależnie od badań prowadzonych przez CMG „KOMAG”. Wyniki uzyskane z badań zostały zamieszczone w tabeli 3.11.

Na podstawie wyników uzyskanych w trakcie badań wyznaczony został przebieg funkcji  $A_\psi = f(R_c)$  (rys. 3.14).



Rys. 3.14. Liniowa funkcja regresji  $A_\psi = f(R_c)$

Fig. 3.14. Linear regression function  $A_\psi = f(R_c)$

### 3.5.1. Posumowanie wyników z badań zależności pomiędzy wskaźnikiem urabialności $A_\psi$ a wytrzymałością na jednokierunkowe ściskanie $R_c$

Zależności pomiędzy wskaźnikiem urabialności  $A_\psi$  a wytrzymałością na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$ , wyznaczone na stanowisku badawczym, wykazują bardzo dużą korelację ( $R^2 = 0,9138$ ) (rys. 3.14). Dlatego też, w klasyfikacji polskich pokładów węglowych pod względem urabialności można również uwzględnić tę wielkość. Nanosząc na uzyskaną zależność przedziały trzech klas (rys. 3.15) zmodyfikowanej klasyfikacji (zgodnie z wartościami podanymi w tabeli 3.11), uzyskuje się wartości spodziewanych (przewidywanych) wytrzymałości na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$ .



Rys. 3.15. Przewidywana wytrzymałość na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  w proponowanych klasach urabialności

Fig. 3.15. Mineability classes characteristics on uni-directional compression  $R_c$  resistance

Tabela 3.12  
Propozycja podziału polskich  
węgli ze względu na wartość  $R_c$

Węgiel	Wytrzymałość węgla na jednokierunkowe ściskanie $R_c$ [MPa]
kruchy $W_k$	< 12,00
twardy $W_t$	12,00 ÷ 22,00
b. twardy $W_{bt}$	> 22,00

Zgodnie z rysunkiem 3.15 autor proponuje uzupełnić dotychczas stosowaną klasyfikację polskich węgli o parametr  $R_c$  (wytrzymałość węgla na jednokierunkowe ściskanie). Powyższy podział (uwzględniając wartości uzyskane na rys. 3.15) przedstawiony został w tabeli 3.12.

Ostatecznie zmodyfikowana klasyfikacja polskich węgli po uwzględnieniu również wartości  $R_c$ , przedstawiona została w tabeli 3.13.

Tabela 3.13  
Zmodyfikowany podział na klasy węgla wg stopnia trudności urabiania uwzględniający wytrzymałość węgla na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$

Wskaźnik urabialności $A_\psi$ $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$	Kąt boczno-rozkruszenia $\psi$			$R_c$ [MPa]	Stopień trudności urabiania
	$\psi > 70^\circ$	$40^\circ < \psi \leq 70^\circ$	$\psi \leq 40^\circ$		
$A_\psi \leq 1,80$	I			< 12	łatwo urabialny
$1,81 < A_\psi \leq 3,00$		II		12 ÷ 22	średnio urabialny
$A_\psi > 3,01$			III	> 22	trudno urabialny
	kruche $W_k$	twarde $W_t$	b. twarde $W_{bt}$		



Procentowy udział klas węgla w poszczególnych przedziałach klasyfikacyjnych w zmodyfikowanym podziale wg stopnia trudności urabiania zawiera tabela 3.14, z której wynika, że najliczniejszą grupę w Polsce stanowią węgle zaliczane (wg zmodyfikowanej klasyfikacji) do II klasy urabialności.

**Tabela 3.14**  
**Udział procentowy węgla w poszczególnych przedziałach**  
**klasyfikacyjnych (wg zmodyfikowanej klasyfikacji)**

<i>Klasa</i>	<i>Skraw pionowy</i>	<i>Skraw poziomy</i>
I	12%	16%
II	69%	68%
III	19%	16%

### 3.6. Stwierdzenia i wnioski

1. Na podstawie przeprowadzonych badań wpływu ciśnienia eksploatacyjnego reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z$ , na wartość wskaźnika urabialności  $A_\psi$  uwzględniającego rzeczywisty kształt przekroju bruzdy skrawu pomiarowego oraz wartość teoretycznej energochłonności SE można stwierdzić, że ciśnienie to dla skrawów pionowych ma bardzo istotny wpływ. Omawiane krzywe są w początkowej fazie silnie rosnące, a następnie malejące. Natomiast dla skrawów poziomych, niezależnie od zwrotu urabiania, wpływ ten jest mniejszy. Otrzymane krzywe mają znacznie łagodniejszy charakter przebiegu.

2. Kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  w zależności od materiału węglowego zmienia się w szerokich granicach. Na tę zmianę wpływ ma również to, że materiał węglowy ma przerosty (wtrącenia) lub ich nie ma. Następuje tutaj jakościowo inna zmiana.

3. Materiał węglowy pobrany z KWK „Powstańców Śląskich” (pokład 509) praktycznie nie wykazywał zmian wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , pomimo wzrostu składowej pionowej ciśnienia eksploatacyjnego  $\sigma_z$ . Wartość ta, tak dla skrawów pionowych, jak i poziomych przy obydwu zwrotach urabiania wynosiła  $80^\circ$ .

4. Dla próbek węgla pobranych z KWK „Kleofas” kąt bocznego rozkruszenia wykazywał tendencję silniej malejącą ( $54^\circ$  do  $42^\circ$ ), natomiast w przypadku prowadzenia badań na

zniszczonej strukturze (ZS) zachowywał się jak węgiel miękki (kąta bocznego rozkruszenia wzrósł do  $75^0$ ).

5. Węgiel pobrany z KWK „Staszic” posiadał bardzo małą wartość kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  (pokład 407) z tendencją malejącą, rosnącą lub stałą, w zależności czy były to próbki z przerostami, czy bez przerostów. W trakcie badań dla skrawów pionowych na zniszczonej strukturze (ZS), pomimo zmniejszania się wartości składowej pionowej  $\sigma_z$  ciśnienia eksploatacyjnego (pokład 501), następowało gwałtowne zmniejszanie kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , czyli wypełnianie się przestrzeni zabioru noża – urabiano w tym przypadku praktycznie tylko na szerokość noża (rys. 3.1, powierzchnia  $F_0$ ).

6. W związku z tym, że dotychczas stosowany podział węgla w zależności od kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  na węgle kruche ( $\psi > 60^0$ ) i zwięzłe ( $\psi < 60^0$ ) jest nieprecyzyjny, autor proponuje wprowadzić nowy podział, przedstawiony w tabeli 3.13.

7. Istnieje możliwość praktycznego wpływania na zmianę (zmniejszenie) wartości  $A_\psi$  oraz teoretycznej energochłonności procesu urabiania SE poprzez zmianę podporności obudowy, wyrażającą się zmianą wartości składowej pionowej ciśnienia eksploatacyjnego  $\sigma_z$  w pokładzie.

8. Stosując właściwą podporność obudowy (jeżeli warunki górnico-geologiczne na to pozwalają), można wywołać w pokładzie węgla taki stan naprężenia, który spowoduje zniszczenie struktury (ZS) warstw węgla (powstanie dodatkowych płaszczyzn osłabionej spójności), a tym samym zmniejszenie teoretycznej energochłonności SE procesu urabiania.

9. Przy zniszczonej strukturze (ZS) materiału węglowego, przy tej samej składowej pionowej stanu naprężenia  $\sigma_z$  (ciśnienia eksploatacyjnego), teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE jest dwukrotnie mniejsza od teoretycznej wartości energochłonności przy strukturze pierwotnej.

10. Jako że wskaźnik urabialności  $A_\psi$  oraz wytrzymałość na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  wykazują wysoką korelację ( $R^2 = 0,9138$ , rys. 3.14), dlatego w zmodyfikowanej klasyfikacji polskich węgla można uwzględnić ten parametr (tabela 3.13).

## **4. OBCIĄŻENIE GŁOWICY URABIAJĄCEJ ŚCIANOWEGO KOMBAJNU BĘBNOWEGO**

### **4.1. Organy urabiające ścianowych kombajnów bębnowych - analiza pracy**

Generalnie, maszyny urabiające stosowane w górnictwie podziemnym (głębinowym) dzielą się na:

- kombajny ścianowe;
- kombajny chodnikowe;
- kombajny do drażenia tuneli.

Analiza pracy organów urabiających kombajnów różnych konstrukcji pozwala na uszeregowanie i przedstawienie geometrii pracy tych organów w czterech zasadniczych grupach:

- grupa I (rys. 4.1a) - organy urabiające ścianowych kombajnów bębnowych;
- grupa II (rys. 4.1b) - organy urabiające kombajnów chodnikowych typu wrębnikowego z organem urabiającym obracającym się wokół osi wrębnika i z ruchem posuwistym równoległym do osi wrębnika (typ 1);
- grupa III (rys. 4.1c) - organy urabiające kombajnów chodnikowych typu wrębnikowego z organem urabiającym obracającym się wokół osi wrębnika i z ruchem posuwistym prostopadłym do osi wrębnika (typ 2);
- grupa IV (rys. 4.1d) - organy urabiające kombajnów do drażenia tuneli.

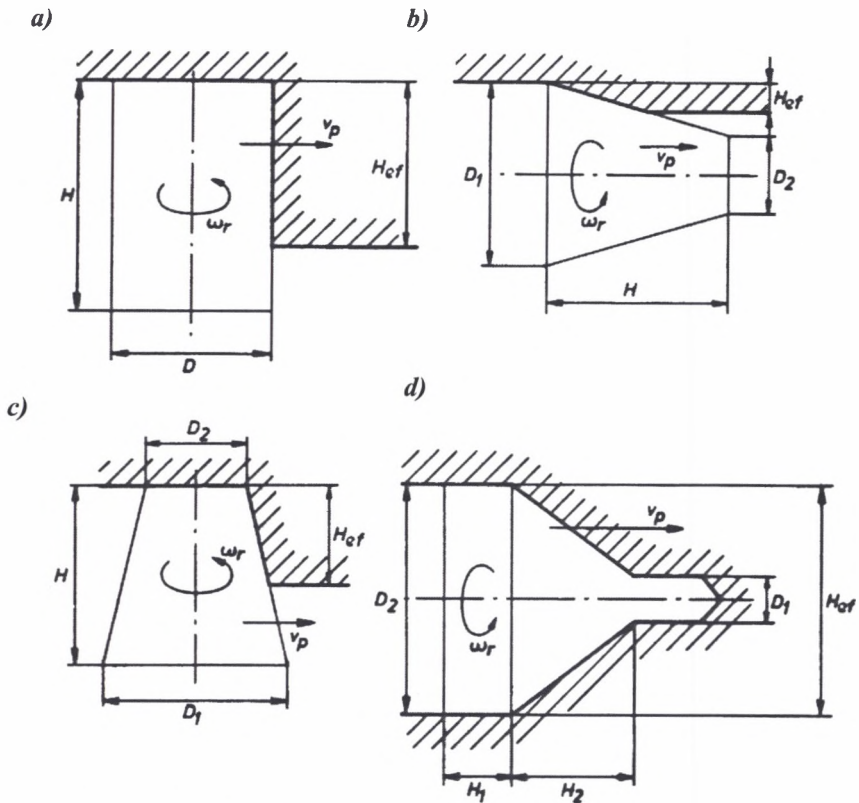
W niniejszej pracy analizie poddana została geometria pracy organu urabiającego grupy I – [9, 23, 26, 27, 28, 38, 65, 83, 139, 140], czyli ścianowego kombajnu bębnowego (rys. 4.1a).

W przypadku ścianowych kombajnów bębnowych (jedynej grupy produkowanej i stosowanej obecnie) rozróżnia się dwa podstawowe rodzaje:

- kombajny typu KWB;
- kombajny typu KGS, KGE, KSW.

Podział ten wynika ze sposobu przekazywania napędu na głowicę urabiającą, a także na rodzaj mechanizmu posuwu, który wymusza ruch kombajnu wzdłuż czoła ściany węglowej.

Zastosowanie w ścianowych kombajnach bębnowych tzw. ramion (głowic ramionowych) umożliwiło rozszerzenie zakresu ich stosowania i dostosowanie do grubości urabianej warstwy pokładu.



Rys. 4.1. Organy urabiające kombajnów różnej konstrukcji

Fig. 4.1. The mining machines organs of various constructions

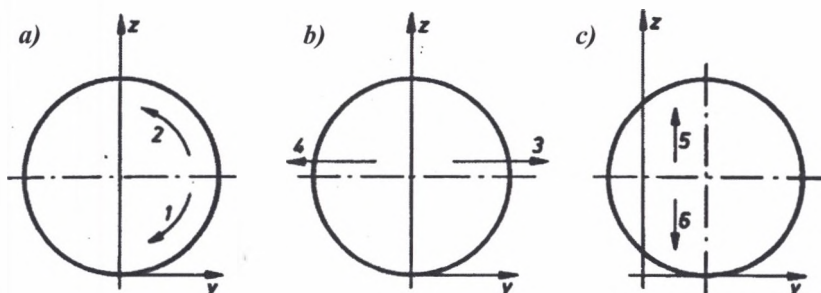
Ramiona kombajnów typu KWB, na których są mocowane głowice urabiające, połączone są z kadłubem kombajnu za pomocą tzw. przegubu mokrego. Połączenie takie polega na przekazaniu obrotów silnika elektrycznego z kadłuba (części stałej kombajnu) do części ruchomej (ramienia).

W kombajnach typu KGS napęd został przeniesiony natomiast do części ruchomej (ramienia). Zmiana ta pozwoliła wprowadzić inny rodzaj przegubu - tzw. przegub suchy.

Powyższe zmiany wprowadzone w kombajnach KGS, których wcześniejszą wersją był kombajn KWB, zostały wymuszone koniecznością zwiększenia:

- trwałości i niezawodności;
- mocy silników napędowych;
- siły posuwu.

Organ urabiający tego typu może się obracać w dwie strony (rys. 4.2a), a także przesuwać się w czterech kierunkach (rys. 4.2b,c).

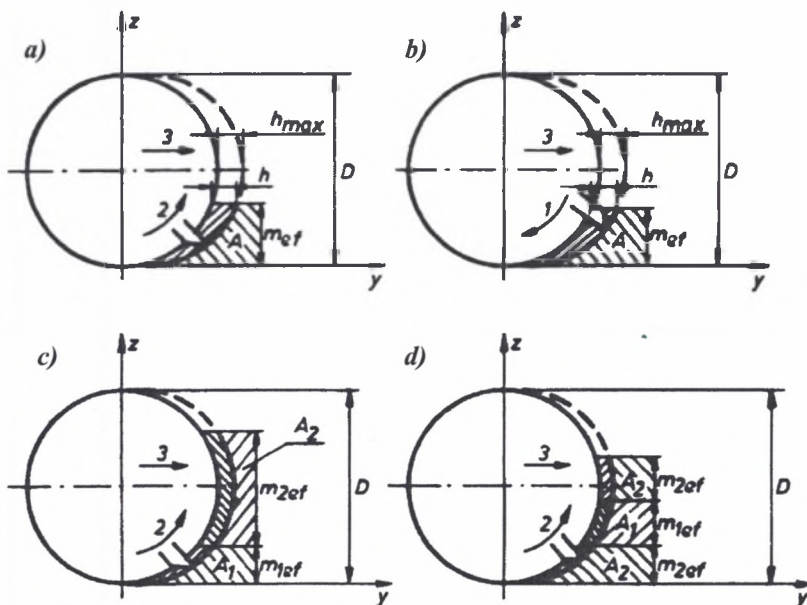


Rys. 4.2. Kierunki obrotu i przesuwu organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego

Fig. 4.2. Turn and advance directions of longwall tumble coal miner's mining organ

Praca organu urabiającego jest definiowana jako wnikanie organu wraz z umieszczonymi na nim nożami w urabianą caliznę - organ urabiający urabia różną wysokość.

Wysokość urabianej calizny węglowej ( $m_{ef}$  - rys. 4.3) zmienia się od wartości  $\theta$  do wartości  $D$ , gdyż organ urabiający wnikać w urabianą caliznę obraca się wokół własnej osi.



Rys. 4.3. Proces urabiania calizny węglowej

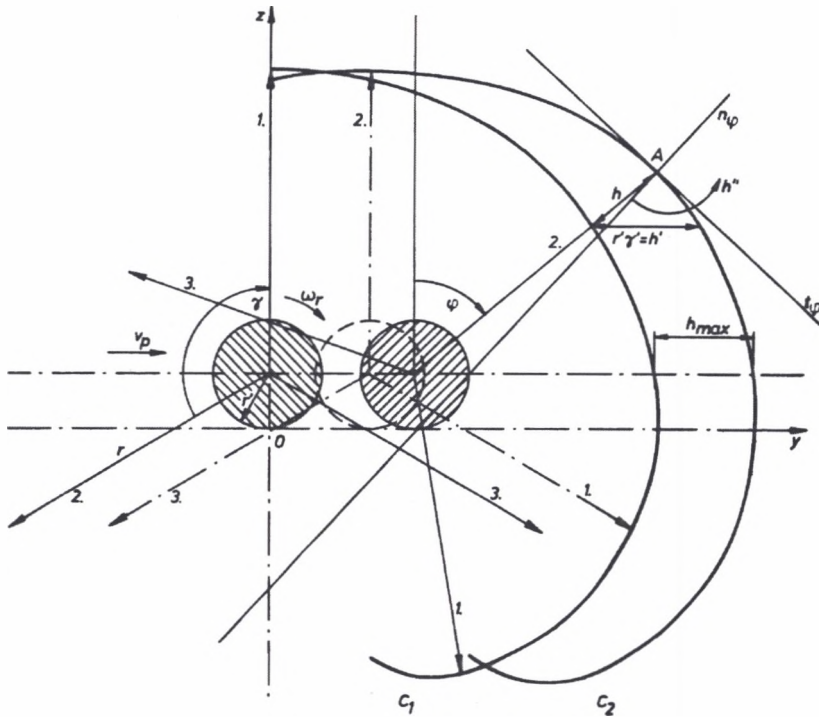
Fig. 4.3. The solid rock mining process

W procesie tym wyróżniamy następujące przypadki:

- organ urabiający rozpoczyna urabianie od głębokości zabioru równej  $\theta$  do wartości  $h_{max}$  (maksymalnej grubości jednej warstwy), o stałej wartości  $A$  (rys. 4.3a,b);
- organ urabiający urabia więcej warstw różnych węgli lub wtrąceń - przerostów, o różnych wartościach  $A$  (rys. 4.3c,d).

Proces urabiania, realizowany poprzez organ urabiający ścianowego kombajnu bębnowego, polega na oddzielaniu cząstek węgla od calizny za pomocą narzędzi skrawających (noży). W wyniku tej operacji otrzymujemy skrawy – tyle skrawów, ile noży jest umieszczonych na organie urabiającym.

Z przeprowadzonej analizy wynika, że pełny obrót ( $360^\circ$ ) organu urabiającego jest zdefiniowany dwoma przedłużonymi cykloidami wzajemnie przesuniętymi o głębokość zabioru  $h_{max}$ . Organ urabiający w trakcie procesu urabiania wykonuje dwa ruchy: ruch główny, czyli obraca się wokół własnej osi z prędkością  $\omega_r$ , oraz ruch pomocniczy z prędkością  $v_p$ .



Rys. 4.4. Linia urabiania (przebieg powstawania cykloidy)

Fig. 4.4. Mining line (cycloid formation)

Wynika stąd, że noże w trakcie obrotu i przesuwu opisują swym ruchem cykloidę (rys. 4.4), którą zapisujemy dwoma równaniami parametrycznymi:

$$y = r'\varphi + r \sin\varphi$$

$$z = r' + r \cos\varphi$$

(4.1)

Pomiędzy obiema wielkościami zachodzi zależność:

$$\frac{\Gamma'}{\Gamma} = \frac{\omega_r}{v_p} \quad (4.2)$$

## 4.2. Wyznaczanie wartości sił oraz momentów sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego

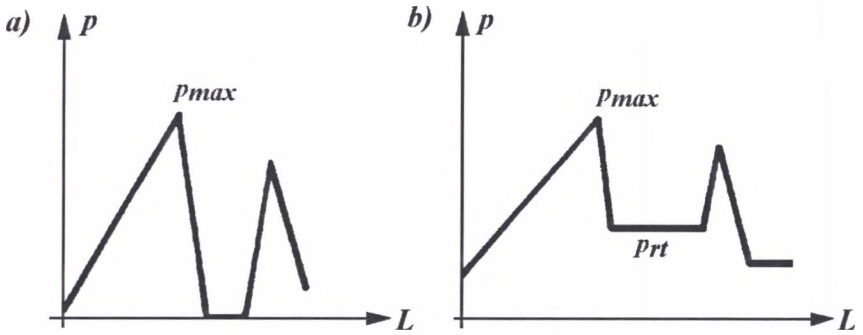
Organ urabiający urabia caliznę węglową za pomocą narzędzi skrawających – noży, które są na nim rozmieszczone. Dlatego istotne jest określenie zmienności wartości sił i zmienności wartości momentów sił na organie urabiającym oraz ich zmienności w trakcie pracy (jednego pełnego obrotu).

Przedmiotem analizy jest określenie wartości sił, a także momentów sił występujących w pracy organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego z umieszczonymi na nim nożami. Wartości sił skrawania zależą od geometrii ostrza oraz rodzaju skrawanej skały, czyli właściwości mechanicznych. Obserwujemy dość znaczne wahania wartości sił (od  $p_{max}$  do  $p_{rt}$ ), przy czym nigdy jej wartość nie spada do zera (rys. 4.5b).

Tak zwana resztkowa siła skrawania [67] ( $p_{rt}$ ) jest równa wypadkowej siły tarcia na powierzchni przyłożenia i powierzchniach bocznych. Wartość tej siły (przy stałych parametrach skrawania) zmienia się nieznacznie, dlatego też traktuje się ją jako stałą w czasie [67].

Z teorii skrawania skał wynika, że proces ten przebiega cyklicznie. Siła skrawania rośnie w miarę postępującej deformacji skały, aż do momentu gdy pojawią się pęknięcia, szczeliny. W miarę rozwoju szczeliny siła skrawania gwałtownie maleje, następuje odspojenie i odrzucenie wióra od ostrza, a siła spada do wartości siły tarcia narzędzia o skałę. Następnie, w dalszym etapie cyklu, następuje przemieszczenie ostrza aż do momentu powtórnego kontaktu ostrza ze skałą. Zaczyna się następny cykl skrawania.

Bardzo często w celu uproszczenia analiz procesu skrawania przyjmuje się wyidealizowany przebieg sił skrawania, charakterystyczny dla elementarnego cyklu odspajania elementu wióra (rys. 4.5) [67].



Rys. 4.5. Wyidealizowany przebieg oporów (siły) skrawania w funkcji drogi noża [67]:  
 a) przebieg bez uwzględnienia sił tarcia na ostrzu,  
 b) przebieg z uwzględnieniem sił tarcia, tzw. resztkowej siły skrawania

Fig. 4.5. Idealized cutting resistance (force) characteristics as a function of knife way [67]:  
 a) characteristics with exclusion of blade friction forces,  
 b) characteristics with consideration of friction forces, the so called remaining cutting force

### 4.3. Geometria ostrza oraz organu urabiającego

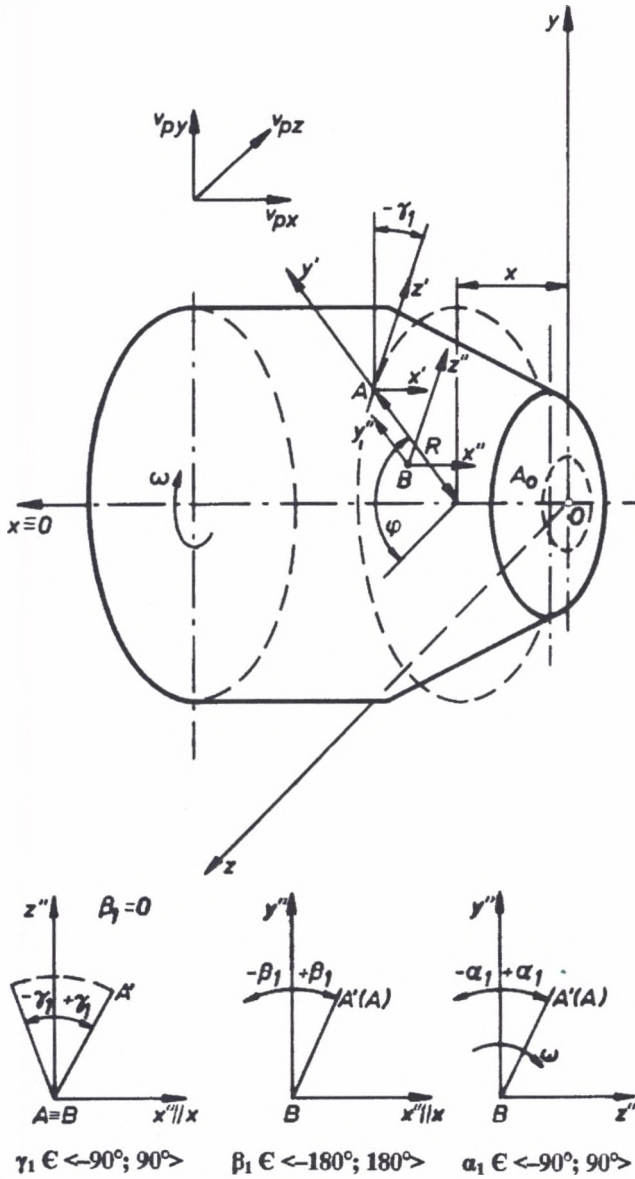
Noże kombajnowe są elementami wymiennymi, mocowanymi w uchwytach przyspawanych do organu urabiającego. Przy opisie geometrii rozmieszczenia noży na organie urabiającym (głowicy), bierze się pod uwagę zespół: *nóż – uchwyt noża*.

Geometria organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego w układzie współrzędnych związanym z głowicą urabiającą (rys. 4.6a,b,c) opisana została następującymi parametrami [9, 10, 11, 21, 26]:

- liczba noży na organie urabiającym X [szt];
- odległość wierzchołka ostrza noża od osi obrotu organu urabiającego R [mm];
- odległość wierzchołka ostrza noża od płaszczyzny yz x [mm];
- kąt obwodowy położenia noża  $\varphi$  [°];
- kąt obrotu noża w stosunku do osi obrotu bębna (organu urabiającego)  $\beta_1$  [°];
- kąt pochylenia noża  $\alpha_1$  [°];
- kąt obrotu wierzchołka ostrza noża  $\gamma_1$  [°];
- długość noża l [mm].

W celu wyznaczenia wartości sił oraz momentów sił, jakie mogą wystąpić w procesie urabiania, rozpatrzono współpracę jednego noża z urabianą calizną. Następnie poprzez analogię wyznaczono wartości sił oraz wartości momentów sił od wszystkich zainstalowanych noży na głowicy urabiającej, czyli obciążenie całego organu urabiającego.

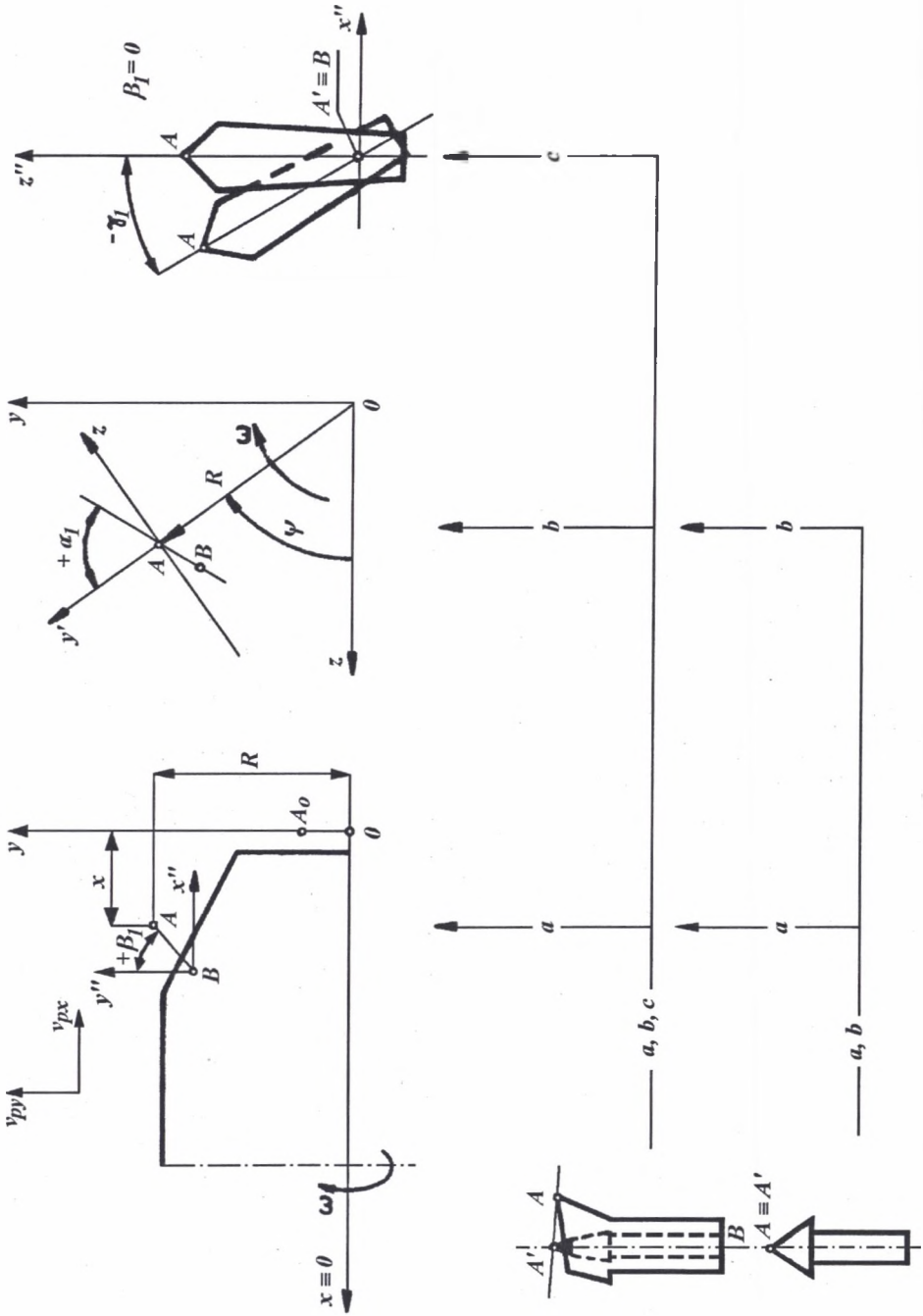




Rys. 4.6a. Geometria organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego [9]

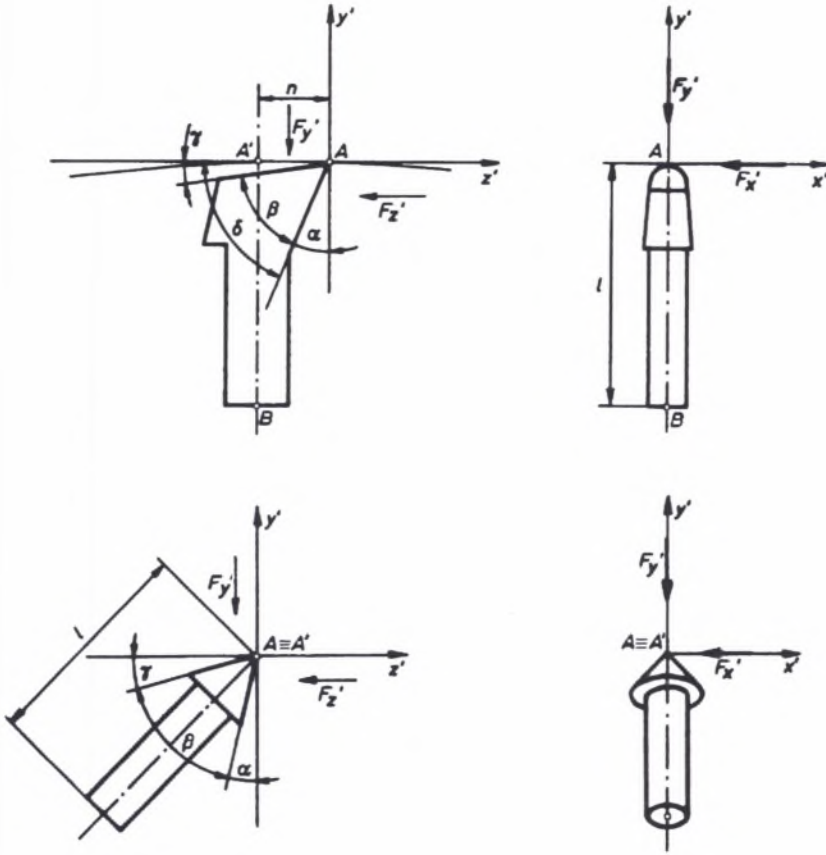
Fig. 4.6a. Geometry of the longwall tumble coal miner's mining organ [9]

Poprzez obciążenie głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego należy rozumieć wypadkowe siły i momenty sił, jakie występują na głowicy urabiającej przy jego jednym pełnym obrocie ( $360^\circ$ ).



Rys. 4.6b. Geometria ostrza urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego [9]

Fig. 4.6b. Geometry of the longwall tumble coal miner's mining organ [9]



Rys. 4.6c. Geometria ostrza urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego [9]

Fig. 4.6c. Geometry of the longwall tumble coal miner's mining organ [9]

Siły pochodzące od reakcji górotworu działają (jako skupione w jednym punkcie) na jeden nóż organu urabiającego, który podlega działaniu obciążenia wywołanego reakcją calizny węglowej na zagłębianie się w nią ostrza.

Obciążenie noża opisuje się za pomocą trzech wzajemnie prostopadłych sił (rys.4.7):

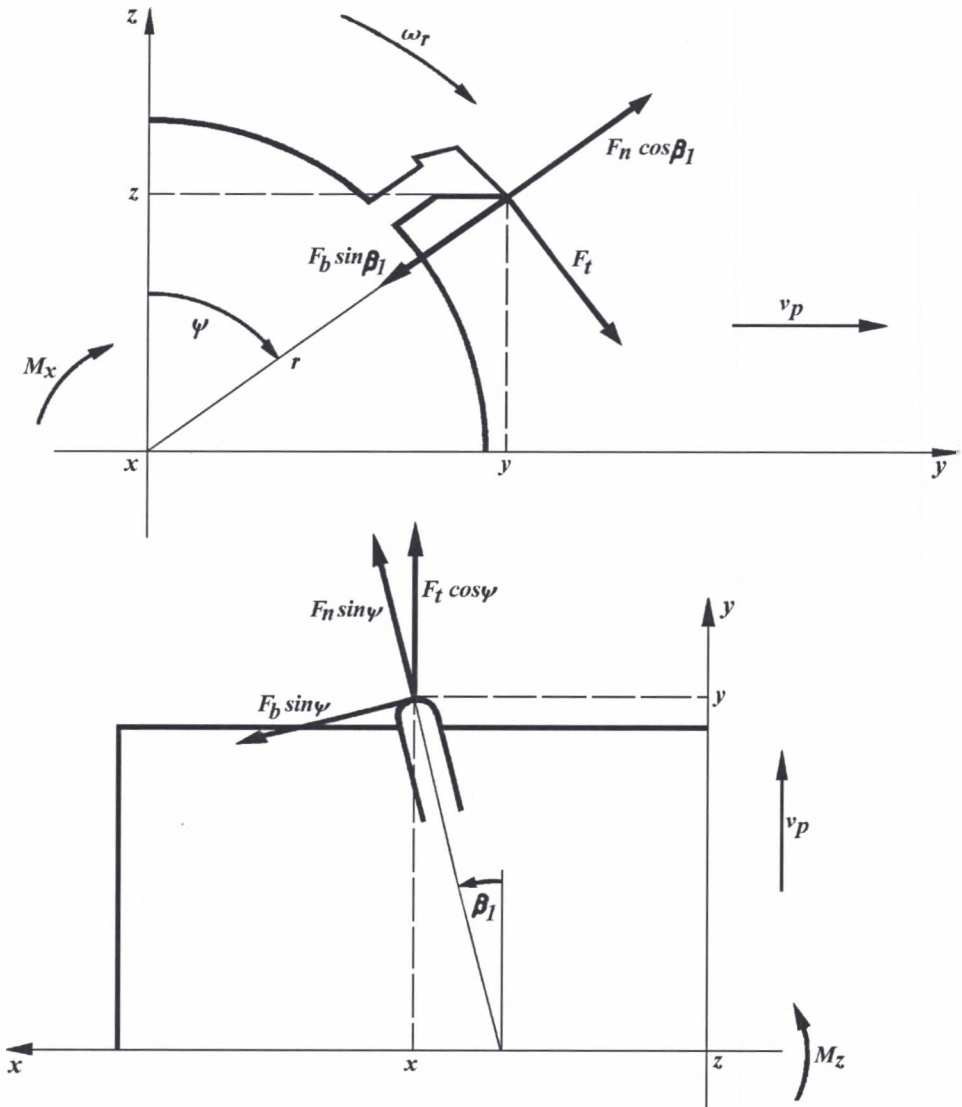
$F_t$  – siła skrawająca;

$F_n$  – siła docisku do urabianej calizny;

$F_b$  – siła boczna (odporu).

Kierunek siły  $F_t$  pokrywa się z chwilowym kierunkiem stycznej do trajektorii ruchu (cykloidy) wierzchołka ostrza noża. Kierunek siły  $F_n$  jest prostopadły do kierunku siły  $F_t$  i jest zgodny z kierunkiem prostej łączącej wierzchołek ostrza noża z początkiem układu współrzędnych, natomiast kierunek siły  $F_b$  jest prostopadły do płaszczyzny utworzonej przez

siły  $F_t$  i  $F_n$ . Położenie noża określono kątem  $\varphi$ , natomiast kąt nachylenia  $\beta_1$  krawędzi noża w płaszczyźnie poziomej pozwala uwzględnić oddziaływanie calizny na powierzchnię śrubową organu urabiającego (występowanie sił poosiowych). Uwzględnione zostały wszystkie składowe wypadkowej reakcji od siły skrawającej  $F_t$ , a także siła docisku  $F_n$ , wynikająca z wcinania się głowicy urabiającej w caliznę. Występowanie tej reakcji nie jest związane z ruchem obrotowym organu urabiającego, dlatego przyjęto, że nie występuje składowa siły  $F_n$  względem powierzchni śrubowej organu urabiającego.



Rys. 4.7. Rozkład sił na ostrzu noża [9]

Fig. 4.7. Characteristics of knife's blade forces [9]

W czasie pracy organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego calizna węglowa urabiana jest przez określoną liczbę noży. W trakcie jednego pełnego obrotu głowicy urabiającej liczba ta ulega zmianie, co się wiąże z wchodzeniem i wychodzeniem z urabianej calizny kolejnych noży. Każdy kolejny nóż znajdujący się w urabianej caliznie zagłębiając się w nią wykonuje skraw.

Kształt oraz wielkość tego skrawu zależą od:

- właściwości urabianej calizny;
- usytuowania noża wykonującego skraw w stosunku do noża poprzedniego;
- parametrów kombajnu; zabioru, prędkości kątowej głowicy urabiającej, prędkości posuwu, wysokości urabiania.

Siły, a także momenty sił działające na jeden nóż oraz na cały organ urabiający w poszczególnych płaszczyznach układu współrzędnych przedstawione są na rys. 4.7 i 4.8.

Wartości sił (rys. 4.7) wynoszą odpowiednio [9, 10, 11, 21, 26]:

$$F_t = (F_t^x; F_t^y; F_t^z) = (0; -F_t \cos \varphi; F_t \sin \varphi) \quad (4.3)$$

$$F_n = (F_n^x; F_n^y; F_n^z) = (-F_n \sin \varphi \sin \beta_1; -F_n \sin \varphi \cos \beta_1; -F_n \cos \varphi \sin \beta_1) \quad (4.4)$$

$$F_b = (F_b^x; F_b^y; F_b^z) = (-F_b \cos \beta_1; F_b \sin \varphi \sin \beta_1; F_b \cos \varphi \sin \beta_1) \quad (4.5)$$

Na podstawie wieloletnich badań prowadzonych w VVUU w Ostrawie-Radwanicach (Czechy) [138, 139] oraz przez autora (w tymże ośrodku dla węgla polskich) przyjęto, że siła skrawająca  $F_t$  (wyznaczona na stanowisku badawczym) dla wszystkich rodzajów węgla występujących na terenie Zagłębia Górnośląskiego wynosi:

$$F_t = 13,6g + 0,05 \quad (4.6)$$

Natomiast pozostałe – średnie wartości sił wynoszą:

$$F_n = 0,5 F_t \quad (4.7)$$

$$F_b = 0,1 F_t \quad (4.8)$$

Przyjęcie wartości sił ( $F_t$ ,  $F_n$ ,  $F_b$ ) na podstawie badań przeprowadzonych w VVUU jest uzasadnione dlatego, że węgle znajdujące się na terenie Czech są praktycznie tymi samymi, co eksploatowane na terenie Zagłębia Górnośląskiego.

Aby wyznaczyć wartości momentów sił względem poszczególnych osi układu, należy wyznaczyć sumę składowych wszystkich sił względem poszczególnych osi przyjętego układu współrzędnych. Wartości tych sił wynoszą odpowiednio:

$$F_x = F_t^x + F_n^x + F_b^x \quad (4.9)$$

$$F_y = F_t^y + F_n^y + F_b^y \quad (4.10)$$

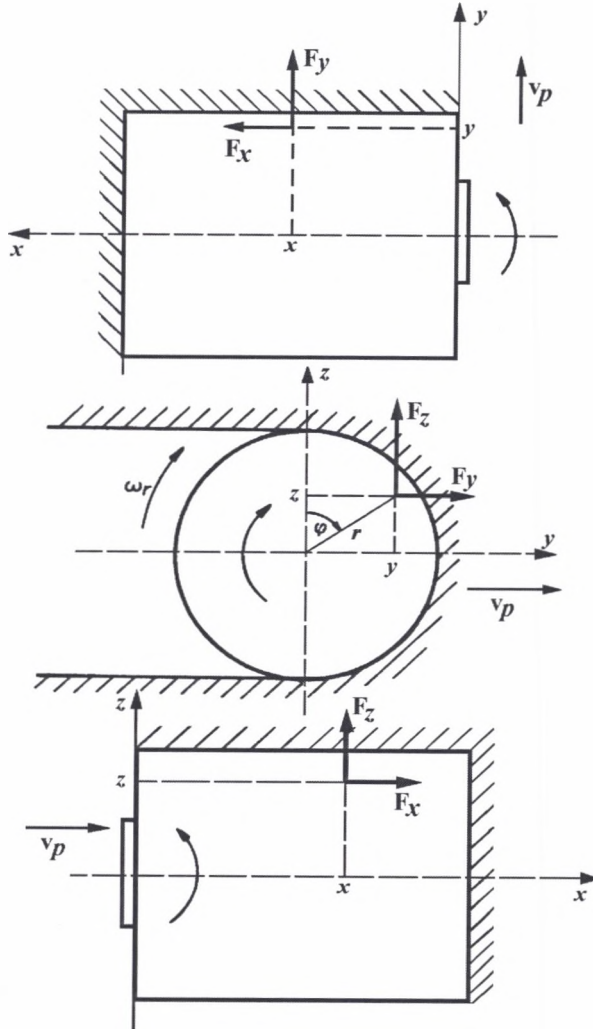
$$F_z = F_t^z + F_n^z + F_b^z \quad (4.11)$$

Wstawiając odpowiednie wartości współrzędnych otrzymamy:

$$F_x = (-F_n \sin \varphi \sin \beta_1 - F_b \cos \beta_1) \quad (4.12)$$

$$F_y = (-F_t \cos \varphi - F_n \sin \varphi \cos \beta_1 + F_b \sin \varphi \sin \beta_1) \quad (4.13)$$

$$F_z = (F_t \sin \varphi - F_n \cos \varphi \sin \beta_1 + F_b \cos \varphi \sin \beta_1) \quad (4.14)$$



Rys. 4.8. Rozkład sił na głowicy urabiającej [9]

Fig. 4.8. The mining head's forces characteristics [9]

Wartości momentów sił (rys. 4.8) przedstawiają się następująco:

$$M_x = F_z y - F_y z \quad (4.15)$$

$$M_y = F_x z - F_z x \quad (4.16)$$

$$M_z = F_y x - F_x y \quad (4.17)$$

Ostatecznie wartości momentów sił względem poszczególnych osi wynoszą:

$$M_x = (F_t \sin \varphi - F_n \cos \varphi \sin \beta_1 + F_b \cos \varphi \sin \beta_1) y - (-F_t \cos \varphi - F_n \sin \varphi \cos \beta_1 + F_b \sin \varphi \sin \beta_1) z \quad (4.18)$$

$$M_y = (-F_n \sin \varphi \sin \beta_1 - F_b \cos \beta_1) z - (F_t \sin \varphi - F_n \cos \varphi \sin \beta_1 + F_b \cos \varphi \sin \beta_1) x \quad (4.19)$$

$$M_z = (-F_t \cos \varphi - F_n \sin \varphi \cos \beta_1 + F_b \sin \varphi \sin \beta_1) x - (-F_n \sin \varphi \sin \beta_1 - F_b \cos \beta_1) y \quad (4.20)$$

Wartości sił oraz momentów sił, jakie mogą wystąpić na głowicy urabiającej wyposażonej w noże, są równe sumie sił i momentów sił pochodzących od obciążenia wszystkich noży skrawających w danej chwili caliznę węglową.

Przedstawiony powyżej model obciążenia głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego oraz sposób wyznaczania wartości sił i momentów sił jest na tyle skomplikowany, że praktyczne jego wykorzystanie wymaga opracowania programu obliczeniowego i wykorzystania do tego celu komputerowej techniki obliczeń.

#### 4.4. Modelowanie procesu urabiania

Wymagania związane z pracą organu urabiającego powodują konieczność znalezienia takich narzędzi, które by ten proces ułatwiły. Na etapie projektowania, czy też wyboru wśród już istniejących, należy uwzględnić wpływ wielu czynników. Dlatego też bardzo ważnym zagadnieniem jest możliwość szybkiego dokonania wyboru właściwego organu, a nade wszystko szybkie i proste sprawdzenie, czy w danych warunkach organ będzie pracował prawidłowo. Do osiągnięcia tego celu opracowano specjalistyczny program, pozwalający wyznaczyć wszystkie wcześniej założone wielkości.

Podstawowymi danymi dla tego programu są:

- parametry geometryczne narzędzi skrawających (noży) oraz organów urabiających;
- parametry pracy ścianowego kombajnu bębnowego;
- właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej.

Po przesłedzeniu i przeanalizowaniu procesu urabiania calizny węglowej głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego, opracowano komputerowy program symulacyjny na komputer PC pracy takiego organu. Program symuluje proces urabiania w części dotyczącej bezpośredniego kontaktu narzędzia skrawającego (noża) z calizną węglową.

Wynikiem symulacji jest schemat urabiania, rozkład sił oraz momentów sił, które są przenoszone przez organ urabiający (głowicę) w czasie jego jednego pełnego obrotu (360°), a w konsekwencji przez cały kombajn.

Aby zobrazować wartości sił i momentów sił, jakie mogą wystąpić przy jednym pełnym obrocie głowicy urabiającej kombajnu, opisano pracę jednego noża.

Wynikiem pokonania oporów urabiania, są:

- siła skrawania  $F_r$ ;
- siła docisku do urabianej calizny  $F_n$ ;
- siła boczna (oporu) noża  $F_b$ .

Składanie wartości sił i momentów sił pojedynczych noży prowadzi do uzyskania wartości sił oraz momentów od wszystkich noży umieszczonych na głowicy urabiającej. Uzyskane w ten sposób wartości sił i momentów sił pozwalają prześledzić zmienną pracę organu urabiającego w trakcie jego pełnego obrotu, czyli dynamikę procesu urabiania. Jednocześnie wyznaczone zostały rzeczywiste powierzchnie wyłomu poszczególnych noży, które obrazują chwilowe obciążenia przypadające na poszczególne noże w trakcie procesu urabiania. Wyznaczona została również objętość urobionej calizny, czyli wielkość, mająca zasadniczy wpływ na energochłonność procesu urabiania.

Przy modelowaniu procesu urabiania przyjęto następujące założenia:

- prędkość urabiania  $\omega_r$  oraz prędkość posuwu  $v_p$  są stałe;
- organ urabiający zabiera na całej wysokości  $H$ , która jest dana jego konstrukcją;
- urabiany węgiel na całej wysokości i długości ściany jest jednorodny (posiada stałą wartość wskaźnika urabialności  $A_\psi$ ).

## 4.5. Opis programu

Program symulacyjny „ZGRYZ” został utworzony w celu wykreślenia schematu urabiania oraz wyznaczenia wartości sił i momentów sił, jakie mogą wystąpić w trakcie jednego pełnego obrotu głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego ( $360^\circ$ ). Pracuje on w środowisku operacyjnym MS-DOS.

Dane wejściowe obejmują:

- właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej, czyli: wskaźnik urabialności  $A_\psi$  oraz kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$ ;
- typ, liczbę oraz wymiary geometryczne noży zainstalowanych na głowicy urabiającej;
- wymiary geometryczne organu urabiającego;
- dane dotyczące: głębokości zabioru, prędkości obrotowej organu urabiającego oraz prędkości posuwu kombajnu;
- rozmieszczenie noży na organie urabiającym.



Powyższe dane wejściowe przechowywane są na dysku w katalogu, w którym zainstalowane zostało oprogramowanie. Wprowadzane dane mogą podlegać korektom. Program ten zawiera funkcje umożliwiające graficzną prezentację rozmieszczenia noży na organie urabiającym ścianowego kombajnu bębnowego lub jego dowolnym fragmencie, a także na tarczy odcinającej. Jednak głównym zadaniem programu jest wyznaczenie powierzchni wyłomu poszczególnych noży, a także wyznaczenie na tej podstawie wartości sił i momentów sił występujących przy pełnym obrocie organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego, a tym samym określenie dynamiki pracy (procesu urabiania). Zadanie to realizowane jest poprzez symulację w pamięci operacyjnej RAM kształtu i położenia w przestrzeni każdego z noży, a następnie wyznaczenie powierzchni wyłomu poprzez nakładanie powierzchni wyłomu kolejno włączających się do urabiania noży na odwzorowaną z pamięci operacyjnej powierzchnię urobioną wcześniej calizny węglowej. W ten sam sposób wyznaczane są wartości sił i momentów sił występujących na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego przy jego pełnym obrocie. Przeprowadzenie symulacji możliwe jest z dokładnością do  $10^{\circ}$  dla zadanego kąta obrotu organu urabiającego.

Wyniki symulacji dla jednego pełnego obrotu ( $360^{\circ}$ ) głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego prezentowane są w formie tabelarycznej oraz graficznej.

## 4.6. Wyniki obliczeń

Analizie poddano dwa typy kombajnów:

- KWB-3RDU;
- KGS-320.

Wykorzystując opracowany program symulacyjny, przedstawiono schematy urabiania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego typu: KWB-3RDU oraz KGS-320 przy jednym pełnym obrocie głowicy urabiającej ( $360^{\circ}$ ).

Przeanalizowano schematy urabiania oraz wartości sił i momentów sił mogących wystąpić przy urabianiu węgla o dwóch różnych wartościach wskaźnika urabialności  $A_{\psi}$ , który uwzględnia kąt boczny rozkruszenia  $\psi$ .

### 4.6.1. Kombajn KWB-3RDU

W tabeli 4.1 podano wielkości wynikające z geometrii organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego (zgodnie z opisem w pkt. 4.3).

Do obliczeń przyjęto ścianowy kombajn bębnowy typ KWB -3RDU o następujących parametrach:

typ noży - styczne, płaskie;

liczba noży - 52 [szt];

szerokość noża - 24 [mm];

średnica organu urabiającego  $H = 1600$  [mm];

głębokość zabioru - 620 [mm];

prędkość obrotowa głowicy urabiającej -  $\omega_r = 40 \left[ \frac{\text{obr}}{\text{min}} \right]$ ;

prędkość posuwu kombajnu -  $v_p = 3 \left[ \frac{\text{m}}{\text{min}} \right]$ .

Położenie poszczególnych noży:

0 - tarcza odcinająca;

1, 2, 3, 4 - kolejne linie śrubowe na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego.

Tabela 4.1

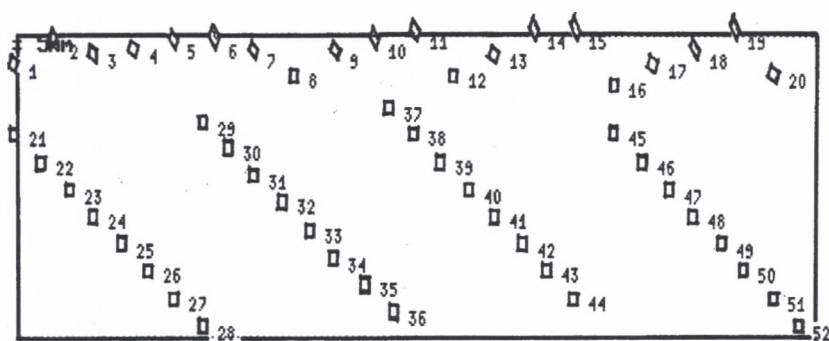
**Parametry geometryczne noży na głowicy urabiającej kombajnu KWB-3RDU**

Nr noża	R [mm]	X [mm]	$\varphi^\circ$	$\beta_1^\circ$	Położenie noża	Nr noża	R [mm]	X [mm]	$\varphi^\circ$	$\beta_1^\circ$	Położenie noża
1	827	60	0	-14	0	27	830	541	72	0	1
2	820	20	18	-26	0	28	830	597	85	0	1
3	820	40	36	-10	0	29	830	176	85	0	2
4	820	30	54	-15	0	30	830	232	97	0	2
5	819	20	72	-26	0	31	830	288	108	0	2
6	824	20	90	-32	0	32	830	344	121	0	2
7	818	40	108	-26	0	33	830	400	133	0	2
8	821	80	126	0	0	34	830	456	144	0	2
9	805	40	144	-26	0	35	830	512	158	0	2
10	825	20	162	-32	0	36	830	569	171	0	2
11	824	0	180	-34	0	37	830	148	169	0	3
12	819	80	198	0	0	38	830	204	180	0	3
13	829	40	216	-14	0	39	830	260	192	0	3
14	828	0	234	-34	0	40	830	316	205	0	3
15	821	0	252	-36	0	41	830	372	216	0	3
16	829	100	270	0	0	42	830	428	229	0	3
17	823	60	288	-14	0	43	830	484	240	0	3
18	804	40	306	-32	0	44	830	541	252	0	3
19	825	0	324	-36	0	45	830	204	270	0	4
20	830	80	342	-14	0	46	830	260	283	0	4
21	830	204	0	0	1	47	830	316	295	0	4
22	830	260	12	0	1	48	830	372	306	0	4
23	830	316	25	0	1	49	830	428	319	0	4
24	830	372	36	0	1	50	830	484	329	0	4
25	830	428	49	0	1	51	830	541	342	0	4
26	830	484	61	0	1	52	830	597	354	0	4

Na rysunkach 4.9, 4.10 przedstawiono rozmieszczenie noży na głowicy urabiającej oraz tarczy odcinającej, a także kolejność wchodzenia noży w urabianą caliznę węglową - noży rozmieszczonych na głowicy urabiającej (rys. 4.11).

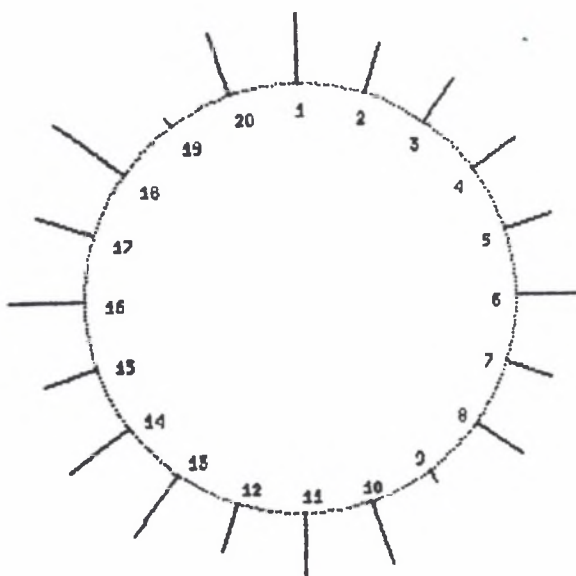
Ponadto, według założonej metodyki i algorytmu obliczeń wyznaczone zostały w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ):

- powierzchnie wyłomu dla poszczególnych noży;
- wartości sił oraz momentów sił w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ );
- objętość V urobiona w trakcie jednego pełnego obrotu.



Rys. 4.9. Rozmieszczenie noży na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ )

Fig. 4.9. Knives placement on the longwall tumble coal miner's KWB-3RDU mining head during its one full turn ( $360^\circ$ )



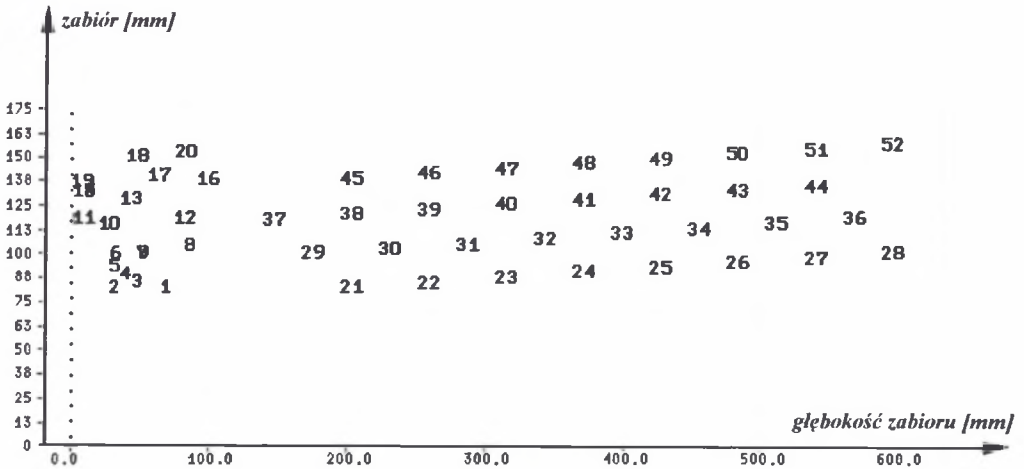
Rys. 4.10. Rozkład noży na tarczy odcinającej ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU

Fig. 4.10. Knives placement on the cutting disk

Powyższe wartości wyznaczono dla dwóch różnych wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , a mianowicie:

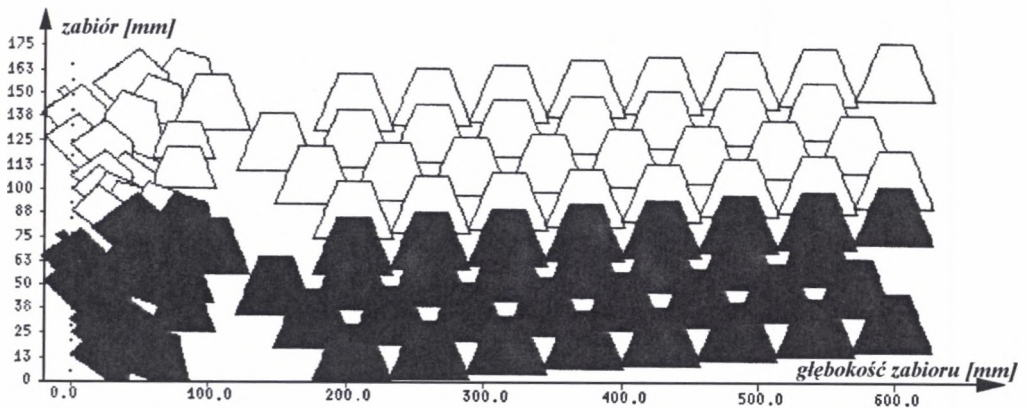
1 - dla  $A_\psi = 3,40 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ , dla  $\psi = 30^\circ$ ;

2 - oraz  $A_\psi = 2,50 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ , dla  $\psi = 50^\circ$ .



Rys. 4.11. Kolejność wchodzenia noży w trakcie jednego pełnego obrotu głowicy urabiającej ( $360^\circ$ ) ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU

Fig. 4.11. Sequence of knives entrance into the mined solid coal during one full turn ( $360^\circ$ )



Rys. 4.12. Schemat urabiania (zabior noży) przy obrocie bębna o  $360^\circ$  ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU (dla  $\psi = 30^\circ$ )

Fig. 4.12. Mining scheme (knives web) at tumble turn by  $360^\circ$  (for  $\psi = 30^\circ$ )

W tabeli 4.2 przedstawiono wartości powierzchni wyłomu oraz długości linii odspajania dla poszczególnych noży zamocowanych na głowicy urabiającej, natomiast na rysunku 4.12 schemat urabiania. Tabele 4.3, 4.4 przedstawiają wartości sił i momentów sił występujących na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego w trakcie jednego pełnego obrotu (360°).

**Tabela 4.2**  
**Powierzchnie wyłomu dla poszczególnych noży**  
**kombajnu KWB-3RDU (dla  $\psi = 30^\circ$ )**

<i>Nr noża</i>	<i>Powierzchnia wyłomu [mm<sup>2</sup>]</i>	<i>Nr noża</i>	<i>Powierzchnia wyłomu [mm<sup>2</sup>]</i>
1	227	27	925
2	423	28	925
3	154	29	1120
4	117	30	952
5	182	31	966
6	310	32	966
7	226	33	980
8	783	34	952
9	0	35	979
10	562	36	980
11	453	37	1106
12	521	38	938
13	903	39	952
14	575	40	966
15	4	41	952
16	1150	42	966
17	524	43	952
18	680	44	963
19	30	45	926
20	461	46	925
21	926	47	885
22	925	48	925
23	924	49	885
24	885	50	925
25	925	51	886
26	925	52	1301
Objętość urobionej calizny przy jednym obrocie bębna $V = 0,18 \text{ [m}^3\text{]}$			

Tabela 4.3

**Wartości sił występujących na głowicy urabiającej  
przy obrocie bębna o 360° ścianowego  
kombajnu bębnowego KWB-3RDU (dla  $\psi = 30^\circ$ )**

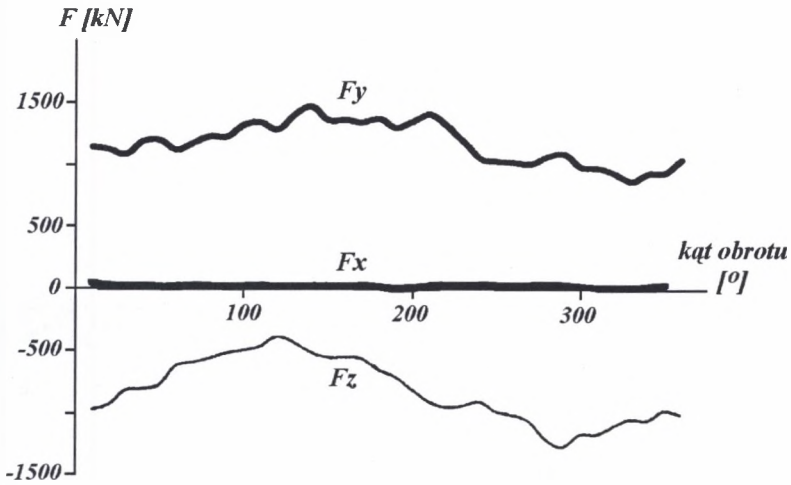
<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>F<sub>x</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>y</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>z</sub> [kN]</i>	<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>F<sub>x</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>y</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>z</sub> [kN]</i>
10	42,45	1143,18	-975,22	190	2,64	1302,46	-701,14
20	27,89	1125,45	-932,27	200	12,36	1354,94	-806,25
30	14,41	1084,02	-817,81	210	24,57	1411,36	-901,01
40	18,23	1190,55	-802,74	220	30,05	1322,11	-946,97
50	12,81	1198,75	-772,89	230	31,79	1193,13	-933,49
60	13,86	1119,71	-619,61	240	36,62	1060,96	-902,68
70	23,40	1174,33	-591,24	250	32,35	1037,96	-977,10
80	20,32	1231,83	-557,94	260	31,20	1030,65	-1006,72
90	14,98	1227,49	-519,06	270	34,73	1013,58	-1060,67
100	18,65	1321,30	-498,71	280	35,19	1075,54	-1204,65
110	25,79	1344,15	-468,29	290	35,18	1099,81	-1259,05
120	13,65	1283,26	-383,55	300	24,40	994,38	-1161,23
130	19,31	1405,33	-431,18	310	17,02	984,33	-1158,88
140	22,05	1475,76	-507,91	320	16,30	942,82	-1092,02
150	22,00	1360,95	-548,78	330	20,43	881,30	-1038,86
160	20,16	1364,39	-546,06	340	26,95	944,10	-1042,91
170	31,87	1343,68	-554,79	350	39,47	954,63	-962,12
180	20,04	1377,87	-643,32	360	42,49	1061,83	-996,95
Wartość średnia					24,79	1178,83	-814,55

Tabela 4.4

**Wartości momentów sił występujących na głowicy urabiającej  
przy obrocie bębna o 360° ścianowego  
kombajnu bębnowego KWB-3RDU (dla  $\psi = 30^\circ$ )**

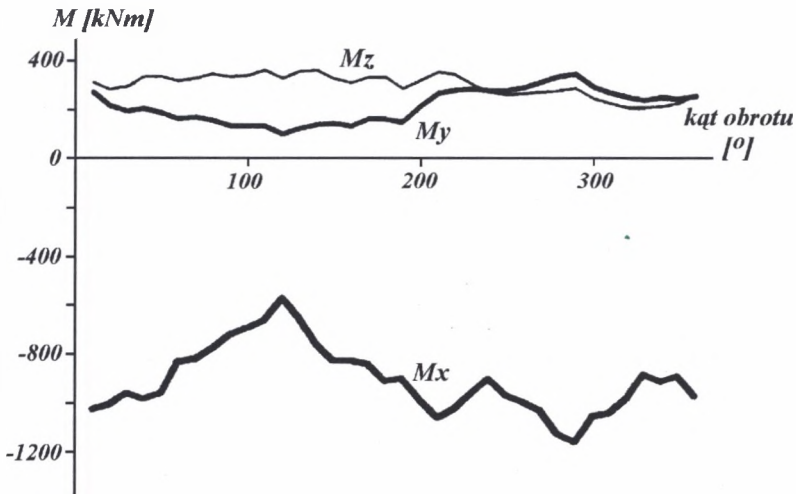
<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>M<sub>x</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>y</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>z</sub> [kNm]</i>	<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>M<sub>x</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>y</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>z</sub> [kNm]</i>
10	-1021,27	270,08	314,71	190	-897,72	152,09	289,57
20	-1008,60	217,85	282,83	200	-981,14	215,43	324,48
30	-957,51	192,30	297,34	210	-1054,59	268,47	360,54
40	-984,80	203,21	336,77	220	-1016,56	285,98	345,58
50	-958,09	186,54	334,15	230	-953,16	288,44	305,82
60	-830,53	163,89	320,02	240	-893,68	283,60	274,89
70	-819,31	172,97	330,70	250	-963,98	285,36	267,21
80	-778,69	158,81	350,42	260	-991,11	293,80	268,05
90	-717,51	135,82	333,60	270	-1025,29	317,87	277,54
100	-689,55	133,49	343,40	280	-1117,75	340,17	280,36
110	-660,75	138,55	362,17	290	-1152,29	352,13	293,19
120	-569,60	101,85	328,29	300	-1044,57	298,07	254,00
130	-648,53	124,92	360,37	310	-1031,12	275,86	237,62
140	-758,79	140,80	365,80	320	-971,72	257,06	220,52
150	-824,71	146,70	329,79	330	-873,46	249,24	215,32
160	-821,87	136,87	310,21	340	-901,51	260,62	224,54
170	-834,98	167,38	333,46	350	-878,87	253,60	238,47
180	-904,44	166,67	334,35	360	-960,36	263,90	270,46
Wartość średnia					-902,73	219,45	303,23

Na rysunkach 4.13, 4.14 przedstawiono wykresy wartości sił ( $F_x$ ,  $F_y$ ,  $F_z$ ) oraz momentów sił ( $M_x$ ,  $M_y$ ,  $M_z$ ) dla wartości wskaźnika urabialności  $A_w$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  podanych w pkt. 1.



Rys. 4.13. Przebieg sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ) (dla  $\psi = 30^\circ$ )

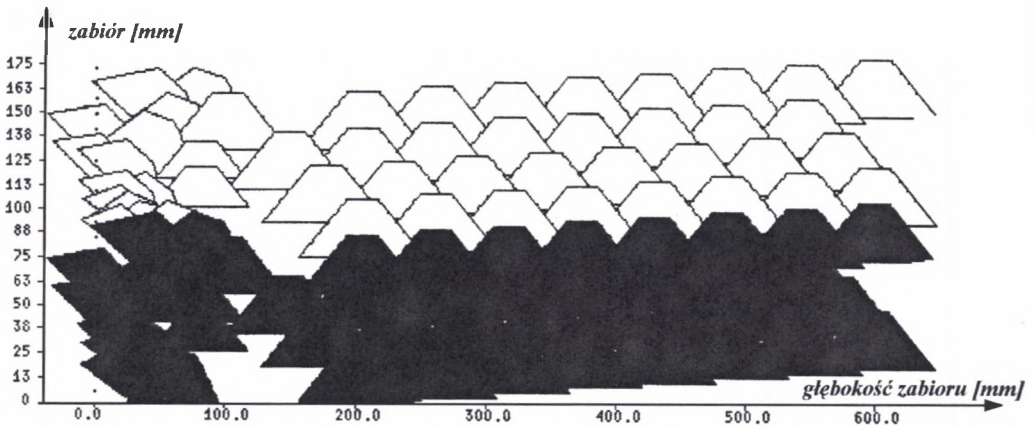
Fig. 4.13. Force characteristics during one full turn ( $360^\circ$ ) (for  $\psi = 30^\circ$ )



Rys. 4.14. Przebieg momentów sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ) (dla  $\psi = 30^\circ$ )

Fig. 4.14. Moments characteristics at one full turn ( $360^\circ$ ) (for  $\psi = 30^\circ$ )

Dla danych z pkt. 2 wartości powierzchni wyłomu dla poszczególnych noży zamocowanych na głowicy urabiającej podano w tabeli 4.5, schemat urabiania przedstawiony został na rysunku 4.15, natomiast w tabelach 4.6, 4.7, a także na rysunkach 4.16, 4.17 przedstawiono wartości i wykresy sił ( $F_x$ ,  $F_y$ ,  $F_z$ ) oraz momentów sił ( $M_x$ ,  $M_y$ ,  $M_z$ ).



Rys. 4.15. Schemat urabiania (zabior noży) przy obrocie bębna o  $360^\circ$  ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU (dla  $\psi = 50^\circ$ )

Fig. 4.15. Mining scheme (knives web) at tumble turn by  $360^\circ$  (for  $\psi = 50^\circ$ )

Tabela 4.5

Powierzchnie wylomu dla poszczególnych noży kombajnu KWB-3RDU (dla  $\psi = 50^\circ$ )

<i>Nr noża</i>	<i>Powierzchnia wylomu [mm<sup>2</sup>]</i>	<i>Nr noża</i>	<i>Powierzchnia wylomu [mm<sup>2</sup>]</i>
1	209	27	1063
2	230	28	1176
3	116	29	1466
4	165	30	1028
5	207	31	1069
6	438	32	1062
7	234	33	1088
8	970	34	1028
9	0	35	1082
10	716	36	1094
11	409	37	1417
12	716	38	1008
13	937	39	1035
14	658	40	1069
15	0	41	1028
16	1468	42	1069
17	420	43	1028
18	962	44	1051
19	3	45	1263
20	480	46	1064
21	1325	47	1008
22	1075	48	1064
23	1053	49	1008
24	1008	50	1073
25	1064	51	1129
26	1084	52	1555

Objętość zrobionej calizny przy jednym obrocie bębna  
 $V = 0,21 \text{ [m}^3\text{]}$



Tabela 4.6

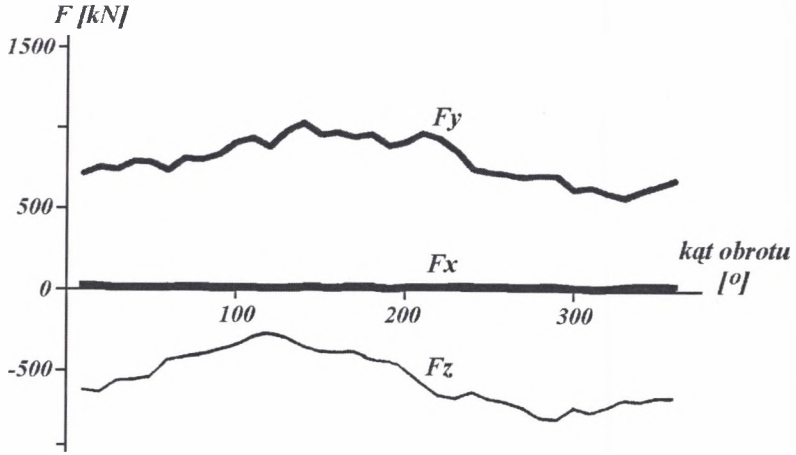
**Wartości sił występujących na głowicy urabiającej  
przy obrocie bębna o 360° ścianowego  
kombajnu bębnowego KWB-3RDU (dla  $\psi = 50^\circ$ )**

<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>F<sub>x</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>y</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>z</sub> [kN]</i>	<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>F<sub>x</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>y</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>z</sub> [kN]</i>
10	23,06	719,43	-621,11	190	7,72	890,90	-426,97
20	17,31	756,92	-633,14	200	14,48	912,19	-494,37
30	9,33	744,61	-563,61	210	17,03	970,20	-576,96
40	11,77	790,50	-559,98	220	18,34	938,43	-651,92
50	9,67	785,96	-540,43	230	22,92	861,18	-668,76
60	11,64	737,21	-438,44	240	23,41	753,82	-632,66
70	17,10	811,53	-418,48	250	21,36	731,45	-675,39
80	14,91	804,03	-397,68	260	19,86	720,56	-694,70
90	10,80	833,74	-368,15	270	20,99	704,72	-729,62
100	13,07	909,54	-354,07	280	23,70	715,21	-790,31
110	15,41	935,68	333,89	290	24,51	709,20	-798,35
120	7,37	883,48	-270,23	300	15,79	624,20	-729,85
130	12,24	980,09	-297,20	310	13,70	642,83	-757,22
140	14,43	1032,23	-351,35	320	15,42	603,16	-725,48
150	14,71	960,82	-386,17	330	24,11	575,26	-676,46
160	13,95	973,94	-388,32	340	29,30	620,32	-684,66
170	21,89	944,85	-384,09	350	26,12	656,50	-660,19
180	17,58	961,51	-425,67	360	25,16	690,06	-661,08
Wartość średnia					17,22	802,39	-538,29

Tabela 4.7

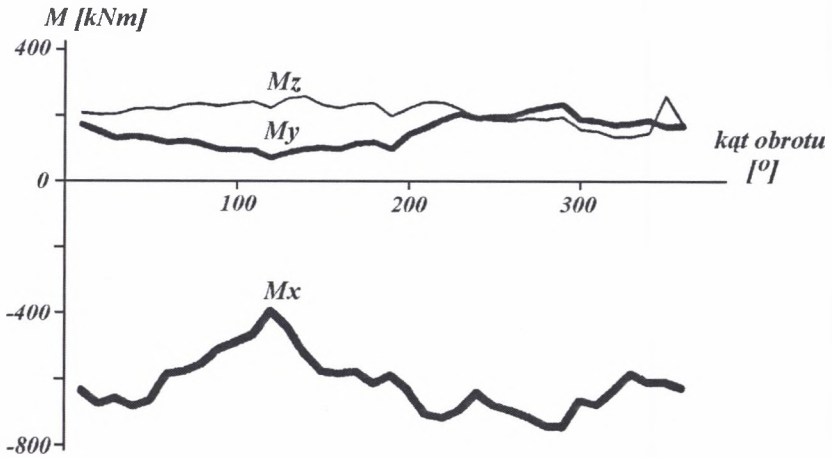
**Wartości momentów sił występujących na głowicy urabiającej  
przy obrocie bębna o 360° ścianowego  
kombajnu bębnowego KWB-3RDU (dla  $\psi = 50^\circ$ )**

<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>M<sub>x</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>y</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>z</sub> [kNm]</i>	<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>M<sub>x</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>y</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>z</sub> [kNm]</i>
10	-633,12	171,49	207,60	190	-587,47	99,16	199,72
20	-673,71	152,76	202,06	200	-630,43	144,74	222,84
30	-656,16	131,25	203,42	210	-705,95	165,33	242,21
40	-679,71	138,31	219,57	220	-717,83	190,15	241,51
50	-663,35	118,98	221,85	230	-691,56	207,64	221,52
60	-585,13	123,64	217,51	240	-637,39	194,32	193,69
70	-578,46	114,11	233,26	250	-677,37	198,15	189,53
80	-555,48	131,01	236,25	260	-692,06	200,28	187,41
90	-508,83	96,82	229,68	270	-712,20	217,81	194,51
100	-486,31	95,27	237,12	280	-739,32	229,33	198,51
110	-464,43	93,21	242,60	290	-741,22	237,19	198,51
120	-395,20	69,10	222,78	300	-658,92	193,37	162,71
130	-443,99	86,01	253,55	310	-672,29	188,57	157,27
140	-522,20	98,15	258,95	320	-627,49	178,05	141,20
150	-578,70	102,06	232,08	330	-579,40	181,16	142,69
160	-583,52	98,06	223,30	340	-603,59	192,18	153,46
170	-578,37	116,34	236,25	350	-601,10	172,75	165,19
180	-612,74	119,81	238,40	360	-619,05	174,92	181,11
Wartość średnia					-613,72	150,59	208,39



Rys. 4.16. Przebieg sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ) (dla  $\psi = 50^\circ$ )

Fig. 4.16. Force characteristics during one full turn ( $360^\circ$ ) (for  $\psi = 50^\circ$ )



Rys. 4.17. Przebieg momentów sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ) (dla  $\psi = 50^\circ$ )

Fig. 4.17. Moments characteristics at one full turn ( $360^\circ$ ) (for  $\psi = 50^\circ$ )

#### 4.6.2. Kombajn KGS-320

W tabeli 4.8 podano wielkości wynikające z geometrii organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego (zgodnie z opisem w pkt. 4.3).

Tabela 4.8

**Parametry geometryczne noży na głowicy urabiającej  
kombajnu KGS-320**

<i>Nr noża</i>	<i>R [mm]</i>	<i>X [mm]</i>	$\varphi$ °	$\beta_1$ °	<i>Położenie noża</i>	<i>Nr noża</i>	<i>R [mm]</i>	<i>X [mm]</i>	$\varphi$ °	$\beta_1$ °	<i>Położenie noża</i>
1	795	54	31	-15	0	20	800	430	86	0	1
2	785	28	48	-27	0	21	800	520	103	0	1
3	770	0	65	-42	0	22	800	595	120	0	1
4	795	115	82	17	0	23	800	475	0	0	4
5	795	54	117	-15	0	24	800	565	19	0	4
6	785	28	135	-27	0	25	800	205	128	0	2
7	770	0	155	-42	0	26	800	295	144	0	2
8	800	87	171	0	0	27	800	385	167	0	2
9	795	54	211	-15	0	28	800	475	185	0	2
10	785	28	226	-27	0	29	800	565	200	0	2
11	770	0	245	-42	0	30	800	160	209	0	3
12	800	87	262	0	0	31	800	250	225	0	3
13	795	115	297	17	0	32	800	340	247	0	3
14	785	28	315	-27	0	33	800	430	266	0	3
15	770	0	333	-42	0	34	800	520	285	0	3
16	800	87	351	0	0	35	800	595	300	0	3
17	800	160	28	0	0	36	800	205	309	0	4
18	800	250	47	0	1	37	800	295	328	0	4
19	800	340	66	0	1	38	800	385	346	0	4

Do obliczeń przyjęto ścianowy kombajn bębnowy typ KGS-320 o następujących parametrach:

typ noży - promieniowe RAPID 83/3;

liczba noży - 38 [szt.];

szerokość noża - 20 [mm];

promień noża - 22 [mm];

średnica organu urabiającego -  $H = 1446$  [mm];

głębokość zabioru - 650 [mm];

prędkość obrotowa głowicy urabiającej -  $\omega_r = 40 \left[ \frac{\text{obr}}{\text{min}} \right]$ ;

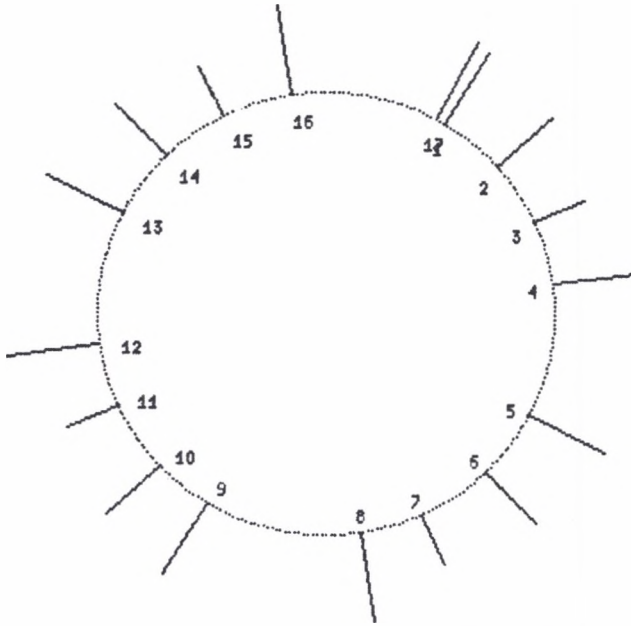
prędkość posuwu kombajnu -  $v_p = 3 \left[ \frac{\text{m}}{\text{min}} \right]$ .

Położenie poszczególnych noży:

0 – tarcza odcinająca;

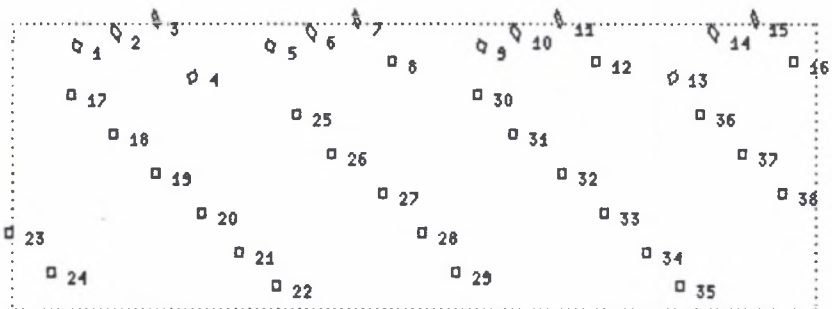
1, 2, 3, 4 – kolejne linie śrubowe na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego.

Na rysunkach 4.18, 4.19 przedstawiono rozmieszczenie noży na tarczy odcinającej oraz głowicy urabiającej, a także kolejność wchodzenia w urabianą caliznę węglową noży rozmieszczonych na głowicy urabiającej kombajnu KGS-320 (rys. 4.20).



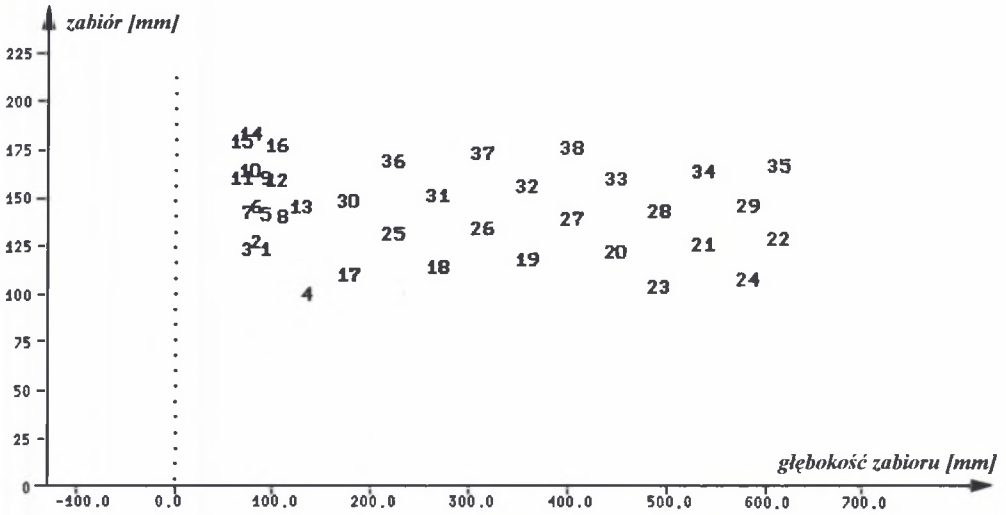
Rys. 4.18. Rozkład noży na tarczy odcinającej ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320

Fig. 4.18. Knives placement on the cutting disk



Rys. 4.19. Rozmieszczenie noży na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ )

Fig. 4.19. Knives placement on the longwall tumble coal miner's KGS-320 mining head during its one full turn ( $360^\circ$ )



Rys. 4.20. Kolejność wchodzenia noży w trakcie jednego pełnego obrotu głowicy urabiającej ( $360^\circ$ ) ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320

Fig. 4.20. Sequence of knives entrance into the mined solid coal during one full turn ( $360^\circ$ )

Według założonej metodyki i algorytmu obliczeń (analogicznie jak w pkt. 4.6.1) dla ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 wyznaczone zostały w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ) następujące wielkości:

- powierzchnie wyłomu dla poszczególnych noży;
- urobiona objętość  $V$  w trakcie jednego pełnego obrotu;
- wartości sił oraz momentów sił w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ).

Wartości (tak jak w pkt. 4.6.1) zostały wyznaczone dla dwóch różnych wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , a mianowicie:

$$1 - \text{dla } A_\psi = 3,40 \left[ \frac{kN}{cm} \right], \text{ dla } \psi = 30^\circ;$$

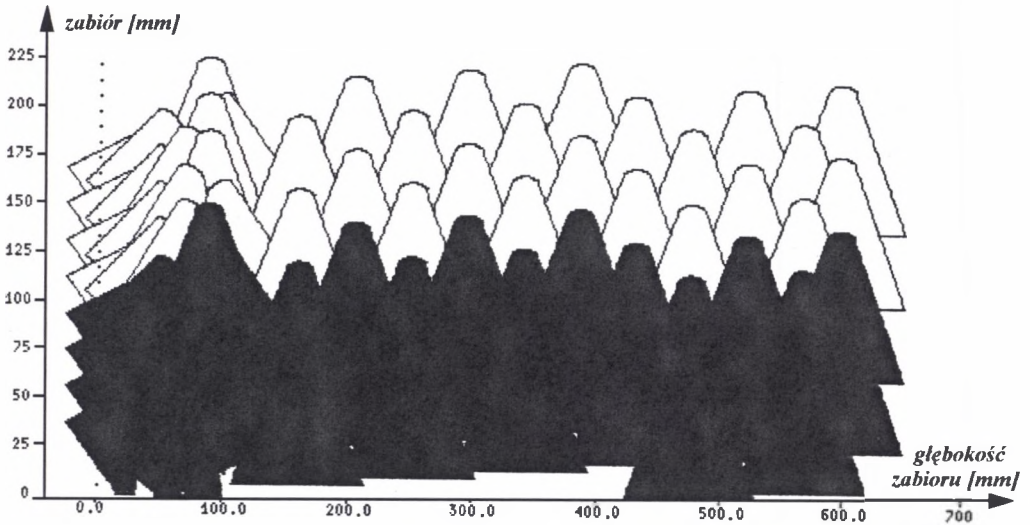
$$2 - \text{oraz } A_\psi = 2,50 \left[ \frac{kN}{cm} \right], \text{ dla } \psi = 50^\circ.$$

W tabeli 4.9 przedstawiono wartości powierzchni wyłomu dla poszczególnych noży zamocowanych na głowicy urabiającej. Na rysunku 4.21 przedstawiono schemat urabiania, natomiast w tabelach 4.10, 4.11 przedstawiono wartości sił i momentów sił występujących na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ).

Tabela 4.9  
Powierzchnie wylomu dla poszczególnych noży  
kombajnu KGS-320 (dla  $\psi = 30^\circ$ )

Nr noża	Powierzchnia wylomu [mm <sup>2</sup> ]	Nr noża	Powierzchnia wylomu [mm <sup>2</sup> ]
1	755	20	1714
2	743	21	1676
3	385	22	2219
4	1066	23	1645
5	766	24	1398
6	715	25	1685
7	416	26	1663
8	795	27	1687
9	684	28	1716
10	685	29	1396
11	416	30	1994
12	958	31	1661
13	777	32	1695
14	1039	33	1675
15	392	34	1713
16	703	35	2186
17	1864	36	1704
18	1693	37	1722
19	1673	38	1692

Objętość urobionej calizny przy jednym obrocie bębna  
 $V = 0,06 \text{ [m}^3\text{]}$



Rys. 4.21. Schemat urabiania (zabior noży) przy obrocie bębna o  $360^\circ$  ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 (dla  $\psi = 30^\circ$ )

Fig. 4.21. Mining scheme (knives web) at tumble turn by  $360^\circ$  (for  $\psi = 30^\circ$ )

Tabela 4.10

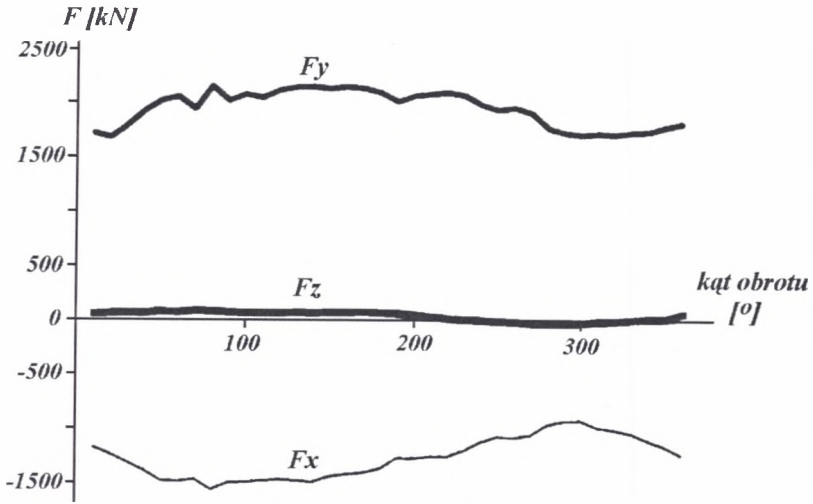
**Wartości sił występujących na głowicy urabiającej  
przy obrocie bębna o 360° ścianowego  
kombajnu bębnowego KGS-320 (dla  $\psi = 30^\circ$ )**

<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>F<sub>x</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>y</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>z</sub> [kN]</i>	<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>F<sub>x</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>y</sub> [kN]</i>	<i>F<sub>z</sub> [kN]</i>
10	49,29	1710,62	-1173,54	190	56,41	2005,49	-1267,93
20	61,81	1673,21	-1234,48	200	46,24	2057,11	-1271,73
30	64,06	1841,73	-1310,93	210	30,43	2072,66	-1257,02
40	63,26	1918,92	-1387,69	220	14,57	2089,26	-1256,60
50	76,23	2014,91	-1478,48	230	2,78	2062,56	-1205,21
60	71,61	2050,77	-1486,13	240	0,65	1976,97	-1122,53
70	80,95	1936,06	-1469,14	250	-14,51	1927,71	-1074,53
80	76,23	2147,83	-1567,99	260	-18,62	1948,08	-1082,17
90	65,98	2013,43	-1502,21	270	-23,65	1898,42	-1055,57
100	63,73	2068,76	-1496,94	280	-30,49	1763,51	-959,27
110	62,60	2040,13	-1479,02	290	-29,79	1722,24	-927,55
120	63,04	2110,07	-1472,30	300	-24,84	1702,69	-922,52
130	64,61	2139,54	-1481,56	310	-10,25	1721,32	-985,92
140	61,99	2141,65	-1496,41	320	-8,25	1711,14	-1008,15
150	67,28	2122,03	-1444,92	330	6,94	1733,86	-1040,84
160	66,67	2144,45	-1424,58	340	15,58	1737,31	-1101,76
170	64,36	2128,16	-1406,00	350	15,35	1780,59	-1157,98
180	65,02	2087,53	-1370,28	360	61,40	1815,21	-1234,16
Wartość średnia					35,18	1895,89	1267,5

Tabela 4.11

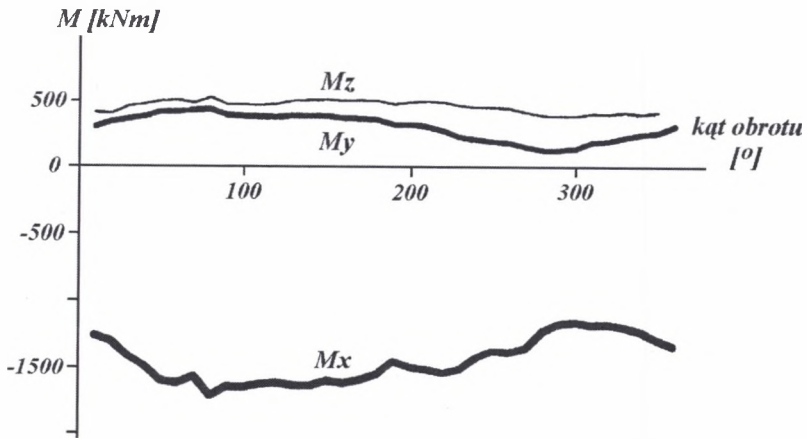
**Wartości momentów sił występujących na głowicy urabiającej  
przy obrocie bębna o 360° ścianowego  
kombajnu bębnowego KGS-320 (dla  $\psi = 30^\circ$ )**

<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>M<sub>x</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>y</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>z</sub> [kNm]</i>	<i>Kąt obrotu [°]</i>	<i>M<sub>x</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>y</sub> [kNm]</i>	<i>M<sub>z</sub> [kNm]</i>
10	-1264,22	303,03	411,43	190	-1457,36	321,54	473,49
20	-1305,23	341,97	407,48	200	-1503,76	322,35	490,32
30	-1412,69	361,91	457,41	210	-1518,08	307,98	497,97
40	-1492,15	382,83	475,87	220	-1544,06	274,76	488,25
50	-1604,72	418,24	500,62	230	-1516,88	228,80	464,05
60	-1624,98	419,61	507,27	240	-1427,14	212,17	449,98
70	-1575,31	428,98	481,36	250	-1371,62	194,20	448,26
80	-1712,01	437,26	525,77	260	-1382,19	183,43	443,75
90	-1647,02	393,20	470,13	270	-1350,02	153,66	416,42
100	-1650,43	385,87	469,42	280	-1226,15	130,56	391,75
110	-1631,23	383,56	467,90	290	-1174,84	131,85	387,32
120	-1621,52	377,86	475,31	300	-1159,30	143,92	390,74
130	-1636,57	387,04	501,36	310	-1179,04	189,92	408,77
140	-1642,86	389,79	504,47	320	-1175,65	202,25	406,30
150	-1603,54	384,72	505,43	330	-1194,79	230,65	420,05
160	-1622,29	369,08	499,55	340	-1224,52	255,39	404,59
170	-1596,36	364,00	502,80	350	-1282,14	267,04	421,44
180	-1556,73	360,20	499,21	360	-1328,03	319,25	417,83
Wartość średnia					-1450,43	304,35	457,89



Rys. 4.22. Przebieg sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ) (dla  $\psi = 30^\circ$ )

Fig. 4.22. Force characteristics during one full turn ( $360^\circ$ ) (for  $\psi = 30^\circ$ )



Rys. 4.23. Przebieg momentów sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ) (dla  $\psi = 30^\circ$ )

Fig. 4.23. Moments characteristics at one full turn ( $360^\circ$ ) (for  $\psi = 30^\circ$ )

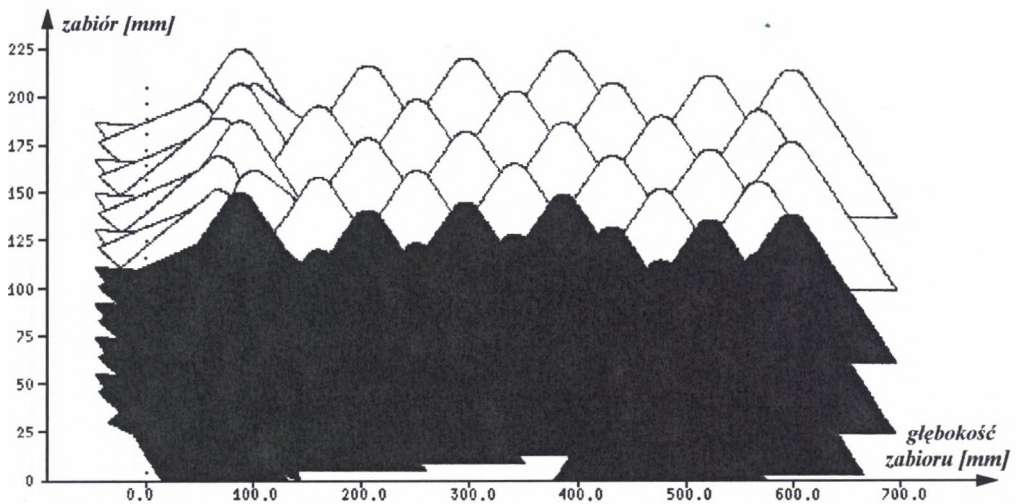
Na rysunkach 4.22, 4.23 przedstawione zostały wykresy wartości sił ( $F_x$ ,  $F_y$ ,  $F_z$ ) oraz momentów sił ( $M_x$ ,  $M_y$ ,  $M_z$ ) dla wartości wskaźnika urabiałości  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  podanych w pkt. 1.



Tabela 4.12  
Powierzchnie wyłomu dla poszczególnych noży  
kombajnu KGS-320 (dla  $\psi = 50^\circ$ )

Nr noża	Powierzchnia wyłomu [mm <sup>2</sup> ]	Nr noża	Powierzchnia wyłomu [mm <sup>2</sup> ]
1	1303	20	1727
2	679	21	1688
3	142	22	3577
4	875	23	1634
5	1360	24	1378
6	711	25	1695
7	168	26	1671
8	1166	27	1687
9	1276	28	1706
10	647	29	1371
11	147	30	1937
12	1043	31	1652
13	525	32	1695
14	1571	33	1682
15	168	34	1723
16	1001	35	3521
17	1863	36	1714
18	1673	37	1730
19	1664	38	1693
Objętość urobionej calizny przy jednym obrocie bębna $V = 0,09 \text{ [m}^3\text{]}$			

Dla danych z pkt. 2 w tabeli 4.12 podane są wartości powierzchni wyłomu dla poszczególnych noży zamocowanych na głowicy urabiającej.



Rys. 4.24. Schemat urabiania (zabior noży) przy obrocie bębna o  $360^\circ$  ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 (dla  $\psi = 50^\circ$ )

Fig. 4.24. Mining scheme (knives web) at tumble turn by  $360^\circ$  (for  $\psi = 50^\circ$ )

Schemat urabiania przedstawiony został na rysunku 4.24, natomiast w tabelach 4.13, 4.14, a także na rysunkach 4.25, 4.26 przedstawiono wartości oraz wykresy sił ( $F_x$ ,  $F_y$ ,  $F_z$ ) oraz momentów sił ( $M_x$ ,  $M_y$ ,  $M_z$ ).

Tabela 4.13

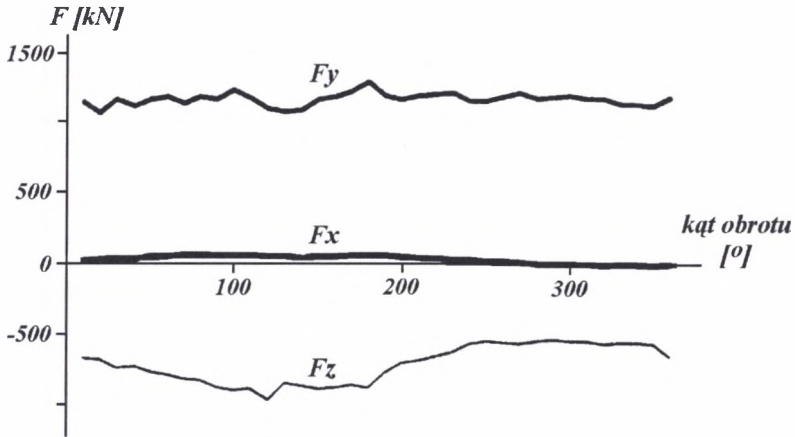
**Wartości sił występujących na głowicy  
urabiającej przy obrocie bębna o 360° ścianowego  
kombajnu bębnowego KGS-320 (dla  $\psi = 50^\circ$ )**

<i>Kąt obrotu [°]</i>	$F_x$ [kN]	$F_y$ [kN]	$F_z$ [kN]	<i>Kąt obrotu [°]</i>	$F_x$ [kN]	$F_y$ [kN]	$F_z$ [kN]
10	16,85	1129,42	-671,10	190	53,07	1179,22	-767,11
20	24,90	1055,24	-688,51	200	40,12	1148,62	-702,33
30	28,09	1154,20	-745,94	210	33,92	1181,77	-684,31
40	25,60	1102,50	-729,29	220	30,70	1189,64	-658,96
50	41,80	1151,53	-776,70	230	27,21	1201,99	-625,22
60	45,32	1167,94	-791,97	240	21,22	1137,34	-572,89
70	54,34	1126,54	-818,15	250	13,16	1139,17	-548,57
80	56,51	1168,57	-830,36	260	12,60	1171,11	-558,58
90	58,35	1148,85	-874,82	270	5,86	1195,01	-565,61
100	54,73	1216,78	-895,72	280	-2,15	1159,79	-550,45
110	51,67	1165,33	-887,06	290	-9,83	1172,47	-539,07
120	48,13	1086,04	-863,26	300	-5,92	1178,37	-550,35
130	42,95	1064,13	-853,08	310	-5,01	1165,95	-544,01
140	38,68	1072,66	-868,18	320	-13,00	1156,33	-564,93
150	43,04	1150,29	-886,18	330	-8,28	1119,20	-554,84
160	47,97	1167,94	-877,47	340	-9,83	1117,03	-562,72
170	55,30	1211,04	-862,52	350	-11,24	1115,68	-570,83
180	56,73	1279,16	-877,69	360	-0,72	1170,05	-657,44
Wartość średnia					26,74	1120,05	-710,46

Tabela 4.14

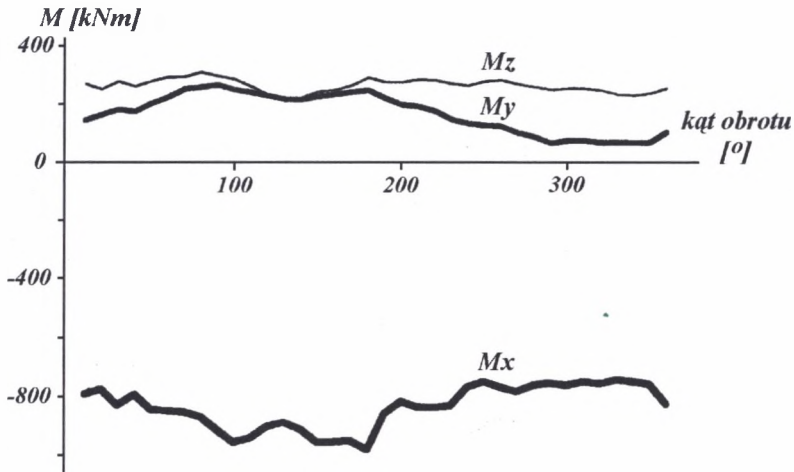
**Wartości momentów sił występujących na głowicy  
urabiającej przy obrocie bębna o 360° ścianowego  
kombajnu bębnowego KGS-320 (dla  $\psi = 50^\circ$ )**

<i>Kąt obrotu [°]</i>	$M_x$ [kNm]	$M_y$ [kNm]	$M_z$ [kNm]	<i>Kąt obrotu [°]</i>	$M_x$ [kNm]	$M_y$ [kNm]	$M_z$ [kNm]
10	-793,63	144,05	268,24	190	-856,30	223,72	279,36
20	-775,18	164,62	250,18	200	-814,64	203,68	279,65
30	-831,38	181,28	277,59	210	-832,00	197,32	287,48
40	-793,76	175,73	261,70	220	-833,18	182,06	286,82
50	-844,12	203,54	279,11	230	-828,07	153,86	274,47
60	-849,03	223,86	292,26	240	-763,54	140,00	269,86
70	-853,64	252,95	293,25	250	-744,53	134,75	284,02
80	-867,02	259,36	310,90	260	-761,41	130,27	287,40
90	-912,18	267,03	297,32	270	-776,63	108,38	274,49
100	-955,17	250,39	286,51	280	-754,43	94,65	265,57
110	-940,11	242,08	261,31	290	-746,44	73,07	257,09
120	-900,52	230,46	233,41	300	-754,06	83,34	262,59
130	-887,78	219,56	219,69	310	-741,54	84,80	263,14
140	-910,54	218,05	223,97	320	-747,41	77,56	257,62
150	-953,36	228,84	245,60	330	-733,96	79,32	243,31
160	-951,73	235,35	251,40	340	-739,31	78,14	240,92
170	-949,35	245,01	267,83	350	-747,47	80,31	247,92
180	-979,31	250,67	294,85	360	-815,80	115,76	265,08
Wartość średnia					-831,62	173,67	267,81



Rys. 4.25. Przebieg sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ) (dla  $\psi = 50^\circ$ )

Fig. 4.25. Force characteristics during one full turn ( $360^\circ$ ) (for  $\psi = 50^\circ$ )



Rys. 4.26. Przebieg momentów sił na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 w trakcie jednego pełnego obrotu ( $360^\circ$ ) (dla  $\psi = 50^\circ$ )

Fig. 4.26. Moments characteristics at one full turn ( $360^\circ$ ) (for  $\psi = 50^\circ$ )

## 4.7. Analiza wyników

### 4.7.1. Kombajn KWB-3RDU

Analizując schematy urabiania oraz wartości sił i momentów sił występujących na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU dla dwóch różnych wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , można stwierdzić że:

1. Dla  $A_\psi = 3,4 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  oraz  $\psi = 30^\circ$  (klasa III, węgiel bardzo twardy – trudno urabialny).

Schemat urabiania przedstawiony na rys. 4.12 oraz wartości powierzchni wyłomu poszczególnych noży (tabela 4.2) ukazują niedoskonałość w rozmieszczeniu noży na głowicy urabiającej. W analizowanym przykładzie bardzo wyraźnie widać znaczne różnice w „zabiorach” poszczególnych noży. Wartości powierzchni wyłomu na tarczy odcinającej zmieniają się od 0 do 1150 [mm<sup>2</sup>]. Noże nr 9, 15 oraz 19 umieszczone na tarczy odcinającej praktycznie nie biorą udziału w procesie urabiania. Istnieje pewna część calizny węglowej, która nie jest urabiana przez żaden z noży (rys. 4.13). Również na poszczególnych liniach śrubowych głowicy urabiającej znajdują się noże przeciążone (29, 37, 52), które urabiają powierzchnie większe od pozostałych (od 32% do 58%).

Na rysunkach 4.13, 4.14 przedstawiono wykresy wartości sił i momentów sił. Związane są one bezpośrednio z właściwościami mechanicznymi urabianego materiału węglowego (wskaźnikiem urabialności  $A_\psi$ , kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$ ), a także z rozmieszczeniem poszczególnych noży na tarczy odcinającej oraz liniach śrubowych umieszczonych na organie urabiającym. Zmiany wartości sił i momentów sił (odbieganie od wartości średnich - tabele 4.3 oraz 4.4), które występują w trakcie pełnego obrotu głowicy urabiającej, mają bezpośredni związek z dynamiką pracy i są przyczyną drgania całego kombajnu oraz jego niestabilnej pracy.

Przebieg sił i momentów sił organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU w trakcie jednego pełnego obrotu przedstawiony jest na rysunkach 4.13 oraz 4.14. Z analizy przebiegów ( $F_x$ ,  $F_y$ ,  $F_z$ ,  $M_x$ ,  $M_y$ ,  $M_z$ ) wynikają pewne niedostatki organu urabiającego. Przy jednym pełnym obrocie organu urabiającego (360°) zmienności wartości sił oraz momentów sił wykazują duże odchyłki od wartości średnich i tak: siła  $F_x$  zmienia się od 2,64 [kN] do 42,44 [kN],  $F_y$  od 881,30 [kN] do 1475,76 [kN], natomiast  $F_z$  osiąga wartości pomiędzy 383,55 [kN] do 1259,05 [kN] (tabela 4.3), przy średnich wartościach  $F_x = 24,79$  [kN],  $F_y = 1178,83$  [kN],  $F_z = 814,55$  [kN].

Momenty sił zmieniają się w następujących granicach:  $M_x$  od 569,60 [kNm] do 1152,29 [kNm],  $M_y$  od 101,85 [kNm] do 352,13 [kNm] oraz  $M_z$  pomiędzy 215,32 [kNm] a 365,80 [kNm] (tabela 4.4) przy wartościach średnich  $M_x = 902,73$  [kNm],  $M_y = 219,45$  [kNm],  $M_z = 303,23$  [kNm].

2. Dla  $A_\psi = 2,5 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  oraz  $\psi = 50^\circ$  (klasa II, węgiel twardy – średnio urabialny).

Schemat urabiania przedstawiony został na rys. 4.15, natomiast wartości powierzchni wyłomu poszczególnych noży w tabeli 4.5. W tym przypadku wartości powierzchni wyłomu na tarczy odcinającej zmieniają się od 0 do 1468 [mm<sup>2</sup>]. Analogicznie jak w poprzednim przypadku noże nr 9, 15 oraz 19 umieszczone na tarczy odcinającej praktycznie nie biorą udziału w procesie urabiania. Na poszczególnych liniach śrubowych głowicy urabiającej także znajdują się noże przeciążone (29, 37, 52), które urabiają powierzchnie większe od pozostałych (od 17% do 46%).

Przebiegi sił i momentów sił (dla węgla twardego) na organie urabiającym ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU w trakcie jednego pełnego obrotu przedstawione są na rysunkach 4.16 oraz 4.17. Przy jednym pełnym obrocie organu urabiającego (360°) zmienności wartości sił oraz momentów sił wykazują również duże odchyłki od wartości średnich; i tak: siła  $F_x$  zmienia się od 7,72 [kN] do 29,30 [kN],  $F_y$  od 575,26 [kN] do 1032,23 [kN], natomiast  $F_z$  osiąga wartości pomiędzy 270,23 [kN] do 798,35 [kN] (tabela 4.6), przy średnich wartościach  $F_x = 17,22$  [kN],  $F_y = 802,39$  [kN],  $F_z = 538,29$  [kN].

Momenty sił zmieniają się w następujących granicach:  $M_x$  od 395,20 [kNm] do 741,22 [kNm],  $M_y$  od 86,01 [kNm] do 237,19 [kNm] oraz  $M_z$  pomiędzy 141,20 [kNm] a 258,95 [kNm] (tabela 4.7) przy wartościach średnich  $M_x = 613,72$  [kNm],  $M_y = 150,59$  [kNm],  $M_z = 208,39$  [kNm].

Zmiany te (zmienność wartości sił i momentów sił od wartości średnich - tabele 4.6 oraz 4.7) mają bezpośredni związek z dynamiką pracy głowicy urabiającej i są przyczyną jej niestabilnej pracy (drgania całego kombajnu).

#### 4.7.2. Kombajn KGS-320

Podobnie jak dla ścianowego kombajnu bębnowego typu KWB-3RDU, przeanalizowano pracę głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 dla dwóch różnych wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ .

Przedstawiono schematy urabiania, wykresy przebiegu wartości sił oraz momentów sił występujących na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320. I tak, dla:

1.  $A_\psi = 3,4 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  oraz  $\psi = 30^\circ$  (klasa III, węgiel bardzo twardy – trudno urabialny).

Schemat urabiania przedstawiony został na rys. 4.21, natomiast wartości powierzchni wyłomu w tabeli 4.11. W analizowanym przykładzie widać wyraźne różnice w „zabiorach” poszczególnych noży. Wartości powierzchni wyłomu na tarczy odcinającej zmieniają się od 385 do 1066 [mm<sup>2</sup>]. Umieszczone na tarczy odcinającej noże nr 3, 7, 11 oraz 15 biorą najmniejszy udział w procesie urabiania. Również na poszczególnych liniach śrubowych głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 znajdują się pewne noże przeciążone (22, 35), które urabiają powierzchnie większe od pozostałych (od 10% do 25%).

Wykresy wartości sił oraz momentów sił, które związane są bezpośrednio z urabianym materiałem węglowym, a także z rozmieszczeniem poszczególnych noży na organie urabiającym, przedstawiono na wykresach. Przebieg sił i momentów sił organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 w trakcie jednego pełnego obrotu obrazują rysunki 4.22 oraz 4.23. Przy jednym pełnym obrocie organu urabiającego (360°) zmienności wartości sił oraz momentów sił wykazują odchyłki od wartości średnich; i tak: siła  $F_x$  zmienia się od -30,49 [kN] do 80,95 [kN],  $F_y$  od 1673,21 [kN] do 2147,83 [kN], natomiast  $F_z$  osiąga wartości pomiędzy 922,52 [kN] do 1567,99 [kN] (tabela 4.11), przy średnich wartościach  $F_x = 35,51$  [kN],  $F_y = 1895,89$  [kN],  $F_z = 1267,05$  [kN].

Momenty sił zmieniają się w następujących granicach:  $M_x$  od 1159,30 [kNm] do 1642,86 [kNm],  $M_y$  od 130,56 [kNm] do 428,98 [kNm] oraz  $M_z$  pomiędzy 387,32 [kNm] a 525,77 [kNm] (tabela 4.12) przy wartościach średnich  $M_x = 1450,43$  [kNm],  $M_y = 304,35$  [kNm],  $M_z = 457,89$  [kNm].

2.  $A_\psi = 2,5 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$  oraz  $\psi = 50^\circ$  (klasa II, węgiel twardy – średnio urabialny).

Schemat urabiania przedstawiono na rys. 4.24, natomiast wartości powierzchni wyłomu dla poszczególnych noży w tabeli 4.13. Wartości powierzchni wyłomu na tarczy odcinającej zmieniają się od 142 do 1863 [mm<sup>2</sup>]. Umieszczone na tarczy odcinającej noże nr 3, 7, 11 oraz 15 biorą najmniejszy udział w procesie urabiania. Również na poszczególnych liniach śrubowych głowicy urabiającej znajdują się pewne noże przeciążone (22, 35), które urabiają powierzchnie większe od pozostałych (od 84% do 160%).

Wykresy wartości sił oraz momentów sił, które związane są bezpośrednio z urabianym materiałem węglowym, a także z rozmieszczeniem poszczególnych noży na organie urabiającym przedstawiono na wykresach. Przebieg sił i momentów sił organu urabiającego

ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 w trakcie jednego pełnego obrotu przedstawiony jest na rysunkach 4.25 oraz 4.26. Przy jednym pełnym obrocie organu urabiającego ( $360^\circ$ ) zmienności wartości sił oraz momentów sił wykazują odchyłki od wartości średnich i tak: siła  $F_x$  zmienia się od -13,00 [kN] do 58,35 [kN],  $F_y$  od 1055,24 [kN] do 1279,16 [kN], natomiast  $F_z$  osiąga wartości pomiędzy 539,07 [kN] do 895,72 [kN] (tabela 4.13), przy średnich wartościach  $F_x = 26,74$  [kN],  $F_y = 1120,05$  [kN],  $F_z = 710,46$  [kN].

Momenty sił zmieniają się w następujących granicach:  $M_x$  od 733,96 [kNm] do 979,31 [kNm],  $M_y$  od 73,07 [kNm] do 259,36 [kNm] oraz  $M_z$  pomiędzy 219,69 [kNm] a 287,40 [kNm] (tabela 4.14) przy wartościach średnich  $M_x = 831,62$  [kNm],  $M_y = 173,67$  [kNm],  $M_z = 267,81$  [kNm]. Występują również tutaj zmienności wartości sił i momentów sił (od wartości średnich - tabela 4.13 oraz 4.14), co bezpośrednio wiąże się z dynamiką pracy głowicy urabiającej i jest przyczyną jej niestabilnej pracy (drgań całego kombajnu).

Przedstawione badania pozwoliły na poznanie wpływu właściwości mechanicznych urabianej calizny węglowej na wartości sił oraz momentów sił występujących na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego.

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń można:

- Wykreślić schemat urabiania informujący o pracy poszczególnych noży. Analiza pozwala na wskazanie noży, które w procesie urabiania są przeciążone oraz na takie, które w procesie urabiania mają znikomy udział lub w ogóle nie biorą udziału w tym procesie. Schemat ten ukazuje niedoskonałości konstrukcji organów urabiających, które bardzo często spotyka się w praktyce. Optymalne rozmieszczenie noży powinno wychodzić z kryterium równomiernego obciążenia każdego noża w trakcie pełnego obrotu bębna organu urabiającego. Właściwe i dogłębne poznanie tego problemu ma zasadniczy wpływ na poprawne rozmieszczenie noży w najbardziej obciążonych miejscach organu urabiającego. Bardzo istotny jest również właściwy dobór kąta  $\beta_1$ , tak aby nie dochodziło do bocznego kontaktu noża z urabianą calizną (siła  $F_b$ ).

Mało docenianym problemem jest rozmieszczenie noży na tarczy odcinającej.

Z przeprowadzonej analizy wynika, że największe różnice w powierzchniach wyłomu poszczególnych noży występują na tarczy odcinającej. Ważnym problemem jest właściwe przejście w rozmieszczeniu noży na tarczy odcinającej do poszczególnych płatów ślimaka, tak aby nie dochodziło do sytuacji, kiedy pewna część calizny nie jest urabiana żadnym z noży rozmieszczonych na głowicy urabiającej. Ma to wpływ na nierównomierne zużycie noży

w trakcie procesu urabiania, związane z tym koszty, a także zmienne obciążenie głowicy w procesie urabiania.

- Wykreślić przebieg sił i momentów sił w trakcie procesu urabiania. Siły i momenty sił wynikające z: rozmieszczenia noży na organie urabiającym, wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$ , kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  urabianej calizny mają wpływ na zmienność obciążenia organu urabiającego, a tym samym na zachowanie całego kombajnu i jego niestabilną pracę. Przebieg sił i momentów sił organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego w trakcie jednego pełnego obrotu przedstawiony jest na wykresach. Analizy przebiegów ( $F_x, F_y, F_z, M_x, M_y, M_z$ ) ukazują na niedostatki organu urabiającego. Przy jednym pełnym obrocie organu urabiającego ( $360^\circ$ ) zmienności wartości sił oraz momentów sił wykazują duże odchyłki od wartości średnich (tabele 4.3, 4.4, 4.6, 4.7, 4.10, 4.11, 4.13, 4.14).

Przebiegi ukazują również, że udział składowej dynamicznej w obciążeniach głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego jest znaczący, a tym samym ma wpływ na obciążenie całej maszyny.

Należy dążyć do takiego rozwiązania, aby wartości sił i momentów sił jak najmniej odbiegały od wartości średnich - a tym samym praca organu urabiającego była stabilna, co ma bezpośredni związek z dynamiką pracy kombajnu (procesu urabiania).

Analiza schematu procesu skrawania (rys. 4.12, 4.15, 4.21, 4.24) głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego (KWB-3RDU, KGS-320) prowadzi do wniosku, że charakterystycznym parametrem, określającym kształt przekroju bruzdy skrawu, jest linia odspajania. Długość tej linii jest ściśle związana z głębokością skrawu  $g$  oraz kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$  [6, 7, 17, 19, 22], na wartość której wpływ mają właściwości mechaniczne urabianego materiału (węgla).

Długość linii odspajania jest charakterystycznym parametrem określającym kształt przekroju skrawu, zmiennym i zależnym od urabianego materiału węglowego. Zależy więc od właściwości mechanicznych urabianej calizny węglowej – długość jest ściśle związana z głębokością skrawu  $g$  oraz kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$ .

Zależność ta może posłużyć do wyznaczenia nowego wskaźnika urabialności, ściślej wiążącego właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej z oporami urabiania.

#### 4.8. Wskaźnik urabialności $WU_B$

Jak wykazano we wstępie, aby sprostać postępowi czasu i warunkom ekonomicznym, należy zmierzać do podwyższenia efektywności produkcji. Temu celowi służą między innymi



dążenia do lepszego wykorzystania maszyn i urządzeń do mechanicznego urabiania pokładów węgla.

Aby ten cel osiągnąć, należy ustawicznie doskonalić metody i środki badawcze, zmierzające do określenia sumy oporów stawianych przez urabiany materiał (węgiel) przy oddzielaniu jego części. Jednym z głównych czynników, istotnie wpływającym na właściwy dobór maszyny urabiającej, jest urabialność pokładu węglowego określana wskaźnikiem urabialności.

Jak wynika z dotychczasowej praktyki górniczej, na właściwy dobór maszyny urabiającej w dużej mierze wpływa urabialność pokładu węglowego określana wskaźnikiem urabialności [1, 6, 7, 8, 13, 14, 15, 16, 17, 19, 126]. Związek sił skrawania z właściwościami mechanicznymi węgla jest na tyle skomplikowany, że jak dotychczas najlepsze wyniki uzyskano mierząc bezpośrednio siły skrawania na stanowisku badawczym lub bezpośrednio w pokładzie. Znając wartości sił skrawania (oporów urabiania) wyznaczano wskaźnik urabialności.

W trakcie prowadzonych badań (tak głowicą kombajnu typu KWB, jak i KGS), oprócz wyznaczenia powierzchni wyłomu przez poszczególne noże, wyznaczono również (korzystając z programu „ZGRYZ”) długości linii odspajania przypadające na poszczególne noże zamocowane na głowicy urabiającej.

Na przedstawionych schematach urabiania (rys. 4.12, 4.15, 4.21, 4.24) widać wyraźnie, że niektóre noże nie pracują całą swoją powierzchnią urabiającą, różne są więc powierzchnie wyłomu dla poszczególnych noży. Powierzchnia wyłomu jest konsekwencją długości linii odspajania.

Analogicznie przedstawia się sytuacja z powierzchnią wyłomu uzyskaną przy określeniu oporów skrawania pojedynczym nożem przyrządu POS-1.

Rzeczywisty kształt przekroju poprzecznego skrawu pomiarowego wykonany z użyciem przyrządu POS-1 przedstawiony został na rys. 3.1.

Długość linii odspajania, wynosi więc:

$$s_c = b_z + 2\sqrt{g^2 + c^2} \quad (4.21)$$

Wstawiając:

$$\frac{c}{g} = \operatorname{tg}\psi \quad (4.22)$$

czyli:

$$c^2 = g^2 \cdot \operatorname{tg}^2\psi \quad (4.23)$$

Stąd:

$$s_c = b_z + 2g\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\psi} \quad (4.24)$$

Jednostkowy „powierzchniowy” opór skrawania dla materiałów kruchych wynosi:

$$H_o = \frac{P_{s\dot{s}r}}{s_c} = \frac{P_{s\dot{s}r}}{b_z + 2g\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\psi}} \quad (4.25)$$

gdzie:

$$H_o = \frac{P_{s\dot{s}r}}{s_c} = WU_B$$

wg autora oznaczone zostało przez  $WU_B$

$$WU_B = \frac{P_{s\dot{s}r}}{b_z + 2g\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\psi}} \quad (4.26)$$

Powyższy wskaźnik  $WU_B$  (wzór (4.26)) uwzględnia rzeczywistą długość linii odspajania urobionej części calizny przyrządem POS-1.

W nożu pomiarowym użytym do badań wartości  $b_z$  i  $g$  wynosiły odpowiednio:

$$b_z = 2 \text{ [cm]}, \quad g = 1 \text{ [cm]},$$

stąd:

$$WU_B = \frac{P_{s\dot{s}r}}{2 \cdot 1 + \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\psi}} \quad (4.27)$$

Wartość siły  $P_{s\dot{s}r}$  wyznaczono analogicznie jak w pkt. 2.6 (wzór (2.33)), w związku z czym wzór na  $WU_B$  przyjmie postać:

$$WU_B = \frac{2,25 p_{sr}}{1 + \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\psi}} \quad (4.28)$$

Urabialność definiowana jest jako właściwość węgla określająca wielkość sił zewnętrznych przyłożonych do narzędzi (narzędzia), potrzebnych na urabianie (oddzielanie od calizny). W przypadku materiałów niejednorodnych (a taki jest węgiel w pokładzie węglowym) zmiany wartości sił skrawania mają miejsce w trakcie wykonywania jednego skrawu. Wykonując skrawy w tym samym materiale węglowym, zmieniając kierunek i zwrot urabiania otrzymujemy różne wartości sił. Dlatego też, wyznaczając wskaźnik urabialności  $WU_B$ , należy uwzględnić jego zmienność na długości oraz wysokości ściany węglowej, a także zmiany wartości wynikające z wtrąceń (przerostów), spękań.

Przy warstwach węgla o bardzo zróżnicowanych wartościach wskaźnika urabialności w ramach tej samej ściany węglowej (wynikających z przerostów, kliważu, spękań) wskaźnik urabialności  $WU_B$  wyznaczamy z następującego wzoru:

$$WU_{B\dot{s}c} = \frac{\sum(s_{ci} \cdot WU_{Bi})}{\sum s_{ci}} \quad (4.29)$$

Analizując rzeczywisty kształt przekroju poprzecznego skrawu pomiarowego wykonany z użyciem przyrządu POS-1 zauważamy, że linia odpajania przy stałej głębokości skrawu  $g$  zmienia się od  $b_z + 2g$  do  $b_z + \frac{2g}{\cos\psi}$  (rys. 2.18). Dlatego też autor proponuje wskaźnik urabialności  $WU_B$ , uwzględniający zmienność długości linii odpajania w trakcie wykonywania skrawów. Wskaźnik urabialności  $WU_B$  wiąże dotychczas oddzielnie podawane wartości  $A$  oraz  $\psi$ , ujmuje je w jeden związek, czyli opisuje właściwości mechaniczne urabianego materiału.

Tabela 4.15

Długości linii odpajania dla poszczególnych noży kombajnu  
KWB-3RDU

Nr noża	Długość linii odpajania [mm]		Nr noża	Długość linii odpajania [mm]	
	$A_\psi = 3,40 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ $\psi = 30^\circ$	$A_\psi = 2,50 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ $\psi = 50^\circ$		$A_\psi = 3,40 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ $\psi = 30^\circ$	$A_\psi = 2,50 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ $\psi = 50^\circ$
1	30	37	27	84	67
2	37	41	28	84	78
3	25	24	29	71	81
4	30	49	30	60	60
5	24	34	31	61	63
6	49	61	32	61	62
7	31	36	33	62	63
8	60	63	34	60	60
9	0	0	35	61	63
10	52	66	36	62	63
11	35	43	37	70	76
12	62	65	38	59	60
13	57	63	39	60	61
14	47	58	40	61	63
15	3	0	41	60	60
16	78	72	42	61	63
17	41	49	43	60	60
18	57	75	44	60	61
19	8	3	45	84	78
20	42	46	46	84	67
21	84	85	47	84	66
22	84	67	48	84	67
23	84	66	49	84	66
24	84	66	50	84	67
25	84	67	51	84	78
26	84	68	52	84	76

W tabelach 4.15 oraz 4.16 podane zostały długości linii odpajania przez każdy zamontowany na głowicy urabiającej nóż. Powyższa wielkość została wyznaczona dla dwu różnych wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz związanego z nim kąta bocznego

rozkruszenia  $\psi$ . Analizie poddane zostały głowice urabiające wcześniej analizowanych kombajnów typu KBW-3RDU oraz KGS-320.

Wielkości te wyliczone zostały przy wykorzystaniu programu „ZGRYZ”.

Tabela 4.16

Długości linii odspajania dla poszczególnych noży kombajnu KGS-320

Nr noża	Długość linii odspajania [mm]		Nr noża	Długość linii odspajania [mm]	
	$A_\psi = 3,40 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ $\psi = 30^\circ$	$A_\psi = 2,50 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ $\psi = 50^\circ$		$A_\psi = 3,40 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ $\psi = 30^\circ$	$A_\psi = 2,50 \left[ \frac{kN}{cm} \right]$ $\psi = 50^\circ$
1	61	106	20	88	73
2	65	85	21	87	71
3	50	34	22	121	136
4	63	68	23	86	70
5	76	115	24	71	64
6	64	85	25	86	72
7	50	35	26	87	71
8	74	92	27	86	72
9	60	103	28	86	71
10	64	81	29	73	65
11	50	35	30	101	77
12	92	81	31	89	74
13	48	53	32	86	70
14	83	110	33	87	71
15	50	35	34	88	73
16	73	85	35	118	135
17	99	80	36	88	73
18	86	71	37	88	72
19	87	72	38	87	71

#### 4.9. Propozycja nowej klasyfikacji polskich pokładów węglowych wg wskaźnika urabialności $WU_B$

Jak wykazano w niniejszej pracy (rozdz. 3), pomiędzy wskaźnikiem urabialności  $A_\psi$ , kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$  a wytrzymałością na jednokierunkowe ścislenie  $R_c$  istnieje ścisła zależność.

Jako że wskaźnik urabialności  $WU_B$  ujmuje zależność między wskaźnikiem  $A_\psi$  a kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$  w jeden związek, to istnieje również ścisła zależność pomiędzy wskaźnikiem urabialności  $WU_B$  a wytrzymałością na jednokierunkowe ścislenie  $R_c$ .

Dlatego też na podstawie zmodyfikowanej klasyfikacji pokładów węglowych (rozdz. 3) opracowana została nowa klasyfikacja polskich pokładów węglowych wg stopnia trudności urabiania (wskaźnika urabialności  $WU_B$ ). Propozycję nowej trzyklasowej klasyfikacji polskich pokładów węglowych, określonej za pomocą wskaźnika urabialności  $WU_B$ , przedstawiono w tabeli 4.17.

Tabela 4.17

**Nowa klasyfikacja polskich węgli  
wg trudności urabiania**

$WU_B$ $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$	<i>Kruche</i> $W_k$	<i>Twarde</i> $W_t$	<i>B. twarde</i> $W_{bt}$	$R_c$ [MPa]	<i>Stopień trudności urabiania</i>
< 0,20	I	-	-	< 12	łatwo urabialny
0,20 ÷ 0,65	-	II	-	12 ÷ 22	średnio urabialny
> 0,65	-	-	III	> 22	trudno urabialny

## 4.10. Podsumowanie

Wartości sił i momentów sił występujących na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU w trakcie procesu urabiania dość wyraźnie odbiegają od wartości średnich. Procentowy rozrzut wartości minimalnych oraz maksymalnych od wartości średnich, dla sił oraz momentów sił, dla węgla zaliczanych do II i III klasy (według zmodyfikowanej klasyfikacji pkt. 3.5, tabela 3.10), jest znaczny. Wartości te zostały zestawione w tabeli 4.18.

Analizując otrzymane wyniki można stwierdzić, że dla węgla bardzo twardego – trudno urabialnych (klasa III) procentowy rozrzut od wartości średnich jest znacznie większy w porównaniu z węglem zaliczanym do klasy II (węgle twarde - średnio urabialne).

Tabela 4.18

**Procentowy rozrzut wartości minimalnych  
oraz maksymalnych od wartości średnich**

<i>Sila, moment siły</i>	<i>Wartość średnia</i>	<i>Odchyłka od wartości średnich [min %]</i>	<i>Odchyłka od wartości średnich [max %]</i>
$A_\psi = 3,4 \left[ \frac{kN}{cm} \right], \text{ dla } \psi = 30^\circ$			
$F_x$	24,49	-89	+71
$F_y$	1178,83	-72	+25
$F_z$	814,55	-53	+54
$M_x$	902,73	-37	+27
$M_y$	219,45	-53	+60
$M_z$	303,23	-32	+24
$A_\psi = 2,5 \left[ \frac{kN}{cm} \right], \text{ dla } \psi = 50^\circ$			
$F_x$	17,22	-55	+70
$F_y$	802,39	-28	+28
$F_z$	538,29	-50	+48
$M_x$	613,72	-35	+20
$M_y$	150,59	-42	+57
$M_z$	208,39	-29	+20

Zakres zmienności wartości sił i momentów tych sił jest znaczny (tabela 4.18), co wpływa na niestabilną pracę maszyny urabiającej (ścianowego kombajnu bębnowego). Wartości tych sił oraz ich momentów wpływają na pracę kombajnu, co wynika z odbiegania wartości sił i momentów sił od wartości średnich. Zmienność tych wartości pośrednio można zmniejszyć poprzez zmniejszenie prędkości posuwu kombajnu ( $v_p$ ), wiąże się to jednak bezpośrednio z wydajnością.

W związku z powyższym można stwierdzić, że ścianowe kombajny bębnowe typu KWB należy stosować do urabiania węgla średnio urabialnych (zaliczanych według zmodyfikowanej klasyfikacji do II klasy).

Prowadząc analizę wyników wartości sił i momentów sił dla ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320, stwierdzono również odbieganie wartości minimalnych i maksymalnych od wartości średnich. Jednak procentowy rozrzut jest mniejszy. Wartości zostały zestawione w tabeli 4.19.

**Tabela 4.19**

**Procentowy rozrzut wartości minimalnych  
oraz maksymalnych od wartości średnich**

<i>Siła, moment siły</i>	<i>Wartość średnia</i>	<i>Odchyłka od wartości średnich [min %]</i>	<i>Odchyłka od wartości średnich [max %]</i>
$A_\psi = 3,4 \left[ \frac{kN}{cm} \right], \text{ dla } \psi = 30^\circ$			
$F_x$	35,51	-85	+128
$F_v$	1895,89	-11	+14
$F_z$	1267,05	-27	+26
$M_x$	1450,43	-20	+18
$M_v$	304,35	-57	+40
$M_z$	457,89	-17	+14
$A_\psi = 2,5 \left[ \frac{kN}{cm} \right], \text{ dla } \psi = 50^\circ$			
$F_x$	26,74	-51	+118
$F_v$	1120,05	-6	+14
$F_z$	710,46	-24	+23
$M_x$	831,62	-11	+13
$M_v$	173,67	-57	+49
$M_z$	267,81	-15	+7

Analizując otrzymane wyniki można stwierdzić, że dla węgla bardzo twardego – trudno urabialnych (klasa III) procentowy rozrzut od wartości średnich jest znacznie mniejszy w porównaniu z węglem zaliczanym do klasy II (węglem twardym - średnio urabialnym). Dlatego charakter zmian wartości sił i momentów sił jest mniej „dynamiczny”, co wpływa na jego stabilniejszą pracę.

W wyniku przeprowadzonej analizy stwierdzono także, że ścianowe kombajny bębnowe typu KGS należy stosować do urabiania węgla bardzo twardych – trudno urabialnych, zaliczanych do III klasy.

W tym przypadku praca kombajnu (co wynika z mniejszych odchyień wartości sił i momentów sił od wartości średnich) jest bardziej stabilna, dzięki poprawniejszemu rozmieszczeniu noży na organie urabiającym.

Aby określić kategorię węgla zalegającego w pokładzie (wg CMG „KOMAG”), dotychczas należało podać dwie wartości, a mianowicie:

- wskaźnik urabialności  $A$ ,
- kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$ .

Na podstawie szeroko przeprowadzonej analizy można zauważyć, że pewne klasy węgla w Polsce nie występują (tabela 2.7), dlatego bezzasadne jest podawanie klasy nieistniejących, jak również łączenie klas bez ich uzasadnienia.

Ponieważ węgiel jest materiałem kruchym, niejednorodnym, posiadającym przerosty, spękania, przy określaniu wskaźnika urabialności (który jest funkcją oporów urabiania) należy uwzględnić wszystkie czynniki mające wpływ na jego wartość.

Wskaźnik urabialności  $WU_B$  uwzględnia wszystkie parametry, istotne przy doborze ścianowych kombajnów węglowych, a które dotychczas nie były uwzględniane przy wyznaczaniu wskaźników urabialności.

Powyższy wzór wiąże w jeden związek (wzory (4.26), (4.29)) dotychczas oddzielnie podawane wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , opisując węgiel zalegający w pokładzie.

W związku z tym proponuje się nową klasyfikację polskich węgla wykorzystując wskaźnik urabialności  $WU_B$ , który wiąże wartość oporów urabiania  $P_s$  z kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$ .

Zaproponowana nowa klasyfikacja, uwzględniając wartość wskaźnika urabialności  $WU_B$ , uzasadnia ich precyzyjniejsze określenie oraz zmniejszenie liczby klas do tych, które występują w polskim górnictwie węglowym. Na tej podstawie zaproponowano podział węgla na trzy klasy wg kryterium trudności urabiania (tabela 4.17).

Powyższy - czytelny i precyzyjny podział pozwala jednoznacznie przypisać węgle do odpowiedniej kategorii, co ma bardzo istotne znaczenie przy doborze maszyn urabiających do rzeczywistych warunków występujących w polskim górnictwie węgla kamiennego.

## 5. ENERGOCHŁONNOŚĆ PROCESU URABIANIA

### 5.1. Teoretyczna energochłonność procesu urabiania

Teoretyczną energochłonność procesu urabiania wyznaczono na podstawie badań stanowiskowych przyrządem POS-1 odwzorowując na stanowisku badawczym w dwukierunkowym stanie naprężenia i odkształcenia proces pracy pojedynczego noża pracującego na zasadzie skrawania przy stałej głębokości skrawu  $g$ .

Wartość teoretycznej energochłonności procesu urabiania określono wykorzystując wcześniej wyznaczone za pomocą przyrządu POS-1, wartości ( $P_{s\acute{s}r}$ , oraz  $\psi$ ), konieczne do wyznaczenia wskaźnika urabialności  $WU_B$ .

Sposób wyznaczenia teoretycznej energochłonności procesu urabiania na stanowisku badawczym został szczegółowo opisany w rozdz. 3.2.

Wzór opisujący teoretyczną energochłonność procesu urabiania pojedynczym nożem przyrządu POS-1 (rys. 3.1), przedstawia się następująco (wzór (3.1)):

$$SE = \frac{P_{s\acute{s}r} \cdot L}{V}$$

Wyznaczając (zgodnie z rys. 3.1) objętość urobionej calizny węglowej przyrządem POS-1, otrzymamy:

$$SE = \frac{P_{s\acute{s}r}}{g [b_z + g \operatorname{tg}\psi]} \quad (5.1)$$

Jednocześnie wskaźnik urabialności  $WU_B$  (wzór (4.26)) wynosi:

$$WU_B = \frac{P_{s\acute{s}r}}{b_z + 2g\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\psi}}$$

Stąd:

$$P_{s\acute{s}r} = WU_B (b_z + 2g\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\psi}).$$

Teoretyczna energochłonność procesu urabiania  $SE$ , uwzględniająca wartość wskaźnika urabialności  $WU_B$ , wynosi:

$$SE = WU_B \frac{b_z + 2g\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\psi}}{g(b_z + g \operatorname{tg}\psi)} \quad (5.2)$$

Uwzględniając wartość  $P_{s\acute{s}r}$  wyznaczoną w sposób przedstawiony w pkt. 2.6 (wzór (2.33)), a także wartości  $b_z$  i  $g$ , które w przyrządzie użytym do badań wynosiły odpowiednio:

$$b_z = 2 \text{ [cm]}, g = 1 \text{ [cm]},$$

otrzymamy:

$$SE = WU_B \frac{2(1 + \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\psi})}{2 + \operatorname{tg}\psi} \quad (5.3)$$



Wzór (5.3) na teoretyczną energochłonność procesu urabiania SE uwzględnia wartość wskaźnika urabialności  $WU_B$ , a tym samym właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego.

Wartość energochłonności procesu urabiania (jak i wskaźnika urabialności  $WU_B$ ) jest zależna od miejsca pobrania próbek węglowych. Dlatego też, aby otrzymane wyniki w sposób jak najbardziej zbliżony do rzeczywistego oddawały właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej, próbki do badań pobierane były z różnych miejsc na całej długości eksploatowanej (przygotowywanej do eksploatacji) ściany węglowej. Tym sposobem wyznaczona została również zmienność wartości wskaźnika urabialności  $WU_B$  na długości i wysokości ściany, a tym samym dokładniej wyznaczona energochłonność procesu urabiania, czyli zapotrzebowanie na moc ścianowego kombajnu bębnowego.

## 5.2. Energochłonność urabiania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego w warunkach rzeczywistych

Ocena prawidłowości zastosowania ścianowego kombajnu bębnowego w konkretnych warunkach eksploatacyjnych wymaga przeprowadzenia analizy energochłonności procesu urabiania jako parametru mającego istotny wpływ na efektywność procesu urabiania.

Badacze zajmujący się tym problemem wyznaczają energochłonność procesu urabiania używając do tego celu różnych wzorów.

Według [56], energochłonność procesu urabiania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego w warunkach rzeczywistych wynosi:

$$E_U = \frac{P \cdot t_u}{60 \cdot h \cdot z \cdot l \cdot \rho} \quad (5.4)$$

lub:

$$E_U = \frac{P}{60 \cdot h \cdot z \cdot v \cdot \rho} \quad (5.5)$$

Ze względu na zmienne warunki pracy ścianowego kombajnu bębnowego oraz nierównomierność obciążenia poszczególnych jego napędów do wyznaczania energochłonności urabiania zastosowano następującą zależność [79]:

$$E_U = \sum E_{Un} = \sum \frac{P_{n\dot{s}r}}{60 \cdot h_{\dot{s}r} \cdot z_{\dot{s}r} \cdot v_{\dot{s}r} \cdot \rho_{\dot{s}r}} \quad (5.6)$$

Opierając się na charakterystykach średniego wykorzystania nominalnej mocy czynnej kombajnu w przedziałach prędkości posuwu co 1  $\left[ \frac{m}{\min} \right]$  wartość energochłonności procesu urabiania węgla ścianowym kombajnem bębnowym wyznaczono z zależności [59]:

$$E_U = \frac{P_i}{h z_e v_i \rho} \quad (5.7)$$

Energochłonność procesu urabiania wyznaczona za pomocą wzorów (5.4), (5.5), (5.6) oraz (5.7) praktycznie się nie różni. Autorzy [56, 59, 79] wykorzystują praktycznie te same parametry do wyznaczenia wartości energochłonności procesu urabiania.

### 5.3. Energochłonność urabiania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego

Energochłonność procesu urabiania w konkretnych warunkach górniczo-geologicznych, przy założonych parametrach techniczno-eksploatacyjnych, jest to stosunek mocy potrzebnej do urabiania przez ścianowy kombajn bębnowy do objętości uzyskanego w danym przedziale czasowym urobku. Przy ustalonych warunkach technicznych (wysokość ściany, głębokość zabioru, prędkość posuwu) energochłonność procesu urabiania jest ściśle związana z właściwościami mechanicznymi urabianej calizny węglowej, które reprezentowane są przez wskaźnik urabialności  $WU_B$ . Dlatego tak ważne jest poznanie zmian wartości wskaźnika urabialności  $WU_B$ , gdyż od tych zmian zależy pobór mocy w czasie pracy. Korzystając zatem z wyznaczonych dla danego miejsca pomiarowego wartości sił (mocy) wyznaczono energochłonność procesu urabiania węgla.

Pracę ścianowego kombajnu bębnowego przy urabianiu wyznacza się zgodnie ze wzorem:

$$P_M = \sqrt{3} \cdot U \cdot I \cdot \cos\varphi \cdot \eta \cdot \eta_p \cdot T \quad (5.8)$$

lub:

$$P_M = U \cdot I \cdot k \cdot T \text{ [kWh]} \quad (5.9)$$

gdzie:

$$k = \sqrt{3} \cdot \cos\varphi \cdot \eta \cdot \eta_p$$

$$\cos\varphi = 0,8;$$

$$\eta = 0,9;$$

$$\eta_p = 0,8.$$

Stąd:

$$k = \sqrt{3} \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 0,8 = 0,9849 \approx 1$$

czyli:

$$P_M = U \cdot I \cdot T \quad (5.10)$$

Po uwzględnieniu powyższej zależności wielkość energii potrzebnej do urabiania calizny węglowej ścianowym kombajnem bębnowym wynosi:

$$E_U = \frac{3,6 \cdot P_M}{V} \quad (5.11)$$

Zaproponowana nowa metoda wyznaczania energochłonności procesu urabiania pozwoli na przeprowadzenie analizy prawidłowości lokalizacji ścianowych kombajnów bębnowych do istniejących warunków górniczo-geologicznych.

#### 5.4. Opis przeprowadzonych pomiarów

W tabeli 5.1 przedstawiono wyniki uzyskane w trakcie badań prowadzonych przez CMG „KOMAG” [79].

W trakcie urabiania ścianowym kombajnem bębnowym przeprowadzono pomiary „in situ” energochłonności procesu urabiania  $E_U$  korzystając z zależności (5.6). Dla tych samych miejsc pomiarowych wyznaczono metodą ultradźwiękową wartości wytrzymałości węgla na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  oraz wskaźnik urabialności  $A$  [79].

Ze względu na znaczną ilość czynników wpływających na wyznaczaną w warunkach naturalnych (rzeczywistych) energochłonność procesu urabiania, przyjęte zostały przez CMG „KOMAG” pewne uproszczenia.

Uzyskane w trakcie badań „in situ” wyniki opracowano:

- dla średniej prędkości urabiania oraz średniego zabioru;
- tylko dla procesu urabiania (nie uwzględniano postojów, cyklu zawrębiania organu, jazdy do tyłu).

Autor niniejszej monografii dla próbek węgla pobranych z tych samych miejsc pomiarowych, przy zmiennych wartościach ciśnienia eksploatacyjnego reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z = \sigma_3$ , za pomocą przyrządu POS-1 (przy stałej głębokości skrawu  $g$ ) wyznaczył wartości sił  $P_{s\dot{s}r}$ , kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  oraz długość skrawu  $L$ . Korzystając z wcześniej wyznaczonych zależności, dla każdej wartości składowej ciśnienia eksploatacyjnego reprezentowanej przez  $\sigma_z = \sigma_3$ , wyznaczono wartości średnie  $p_{s\dot{s}r}$ ,  $\psi_{s\dot{s}r}$  oraz  $L$ .

Tabela 5.1

**Zestawienie wartości właściwości mechanicznych węgla  
oraz energochłonności procesu urabiania [79]**

<i>Lp.</i>	<i>Kopalnia</i>	<i>Typ kombajnu, moc całkowita</i>	<i>Srednia prędkość</i> $v_{sr}$ [ $\frac{m}{min}$ ]	<i>Średni zabiór</i> $z_{sr}$ [m]	$R_c$ [MPa]	$A$ [ $\frac{kN}{cm}$ ]	$E_U$ [MJm <sup>-3</sup> ]
1	Bogdanka, ściana I/II	KGS-500/2A/2V 533 [kW]	4,20	0,80	9,00	1,30	1,26
2	Bogdanka, ściana 2/V	KGS-500/2A/2V 533 [kW]	4,90	0,40	8,60	1,33	1,37
3	Piast, ściana 500	KGS-309/2BP 455 [kW]	-	-	17,30	2,39	1,51
4	Piast, ściana 517*	KGS-500/2D-4.5 533 [kW]	-	-	23,20	3,17	0,47
5	Piast, ściana 517	KGS-500/2D-4.5 533 [kW]	3,50	0,30	23,40	3,14	2,56
6	Bolesław Śmiały, ściana 232	KGS-460S/2BP/01 460 [kW]	4,40	0,50	17,20	2,38	1,41
7	Piast, ściana 717	KGS-500 500 [kW]	2,60	0,60	22,60	3,00	2,12
8	Piast, ściana 235	KGS-530/2BP 530 [kW]	6,30	0,35	30,60	4,00	2,52
9	Piast, ściana 820	KGS-500 530 [kW]	2,50	0,50	28,00	3,70	2,52
10	Piast, ściana 330	KGS-500/RW/2D 600 [kW]	3,65	0,50	29,70	3,92	2,52

przed urabianiem w ścianie prowadzone było strzelanie

Na tej podstawie, korzystając ze wzoru (4.29), wyznaczono wskaźnik urabialności  $WU_B$  oraz teoretyczną energochłonność procesu urabiania SE (wzór (5.3)) w funkcji składowej głównej stanu naprężenia  $\sigma_3$ . Korzystając z wartości poboru mocy  $P$  [79], wyznaczonych w trakcie pomiarów „in situ”, oraz ze wzoru (5.11) wyznaczono energochłonność procesu urabiania  $E_U$  głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego.

W tabeli 5.2 [1, 79, 126] dla pięciu kopalń, dwunastu ścian, w których pracowało pięć różnych typów ścianowych kombajnów bębnowych, przedstawiono wyniki uzyskane przez autora.

Natomiast w tabeli 5.3 porównane zostały wyniki uzyskane przez autora z wynikami energochłonności procesu urabiania ( $E_{U, „KOMAG”}$ ) uzyskane z badań „in situ”:

- z teoretyczną energochłonnością procesu urabiania SE uzyskaną w trakcie badań stanowiskowych;

- z wynikami uzyskanymi przy wykorzystaniu pomiarów poboru mocy w trakcie badań „in situ”  $E_U$  (U oraz I).

Tabela 5.2

Zestawienie wartości właściwości mechanicznych węgla, teoretycznej energochłonności procesu urabiania SE oraz energochłonności procesu urabiania  $E_U$

Lp.	Kopalnia	Typ kombajnu, moc całkowita	Średnia prędkość $v_{sr}$ [ $\frac{m}{min}$ ]	Średni zabiór $z_{sr}$ [m]	$R_c$ [MPa]	$WU_B$ [ $\frac{kN}{cm}$ ]	SE [ $MJm^{-3}$ ]	$E_U$ [ $MJm^{-3}$ ]	Klasa węgla
1	Bogdanka, ściana I/II	KGS-500/2A/2V	4,20	0,80	9,00	0,16	1,01	1,85	I
		533 [kW]							
2	Bogdanka, ściana 2/V	KGS-500/2A/2V	4,90	0,40	8,60	0,17	1,04	2,05	I
		533 [kW]							
3	Piast, ściana 500	KGS-309/2BP	-	-	17,30	0,48	1,50	1,38	II
		455 [kW]							
4	Piast, ściana 517*	KGS-500/2D-4.5	-	-	23,20	0,74	2,47	1,03	III
		533 [kW]							
5	Piast, ściana 517	KGS-500/2D-4.5	3,50	0,30	23,40	0,73	2,44	2,25	III
		533 [kW]							
6	Bolesław Śmiały, ściana 232	KGS-460S/2BP/01	4,40	0,50	17,20	0,47	1,48	1,32	II
		460 [kW]							
7	Piast, ściana 717	KGS-500	2,60	0,60	22,60	0,59	1,88	2,75	III
		500 [kW]							
8	Piast, ściana 235	KGS-530/2BP	6,30	0,35	30,60	0,93	3,11	3,24	III
		530 [kW]							
9	Piast, ściana 820	KGS-500	2,50	0,50	28,00	0,86	2,88	3,36	III
		530 [kW]							
10	Wesoła, ściana 105	ELECTRA LS 3300	8,00	-	20,00	1,30	3,03	-	III
		830 [kW]							
11	Budryk, ściana Cz 3	KSW-750-E	5,00	0,80	10,00	-	-	1,06	II
		650 [kW]							
12	Piast, ściana 330	KGS-500/RW/2D	3,65	0,50	29,70	0,90	3,01	2,87	III
		600 [kW]							

\* przed urabianiem w ścianie prowadzone było strzelanie

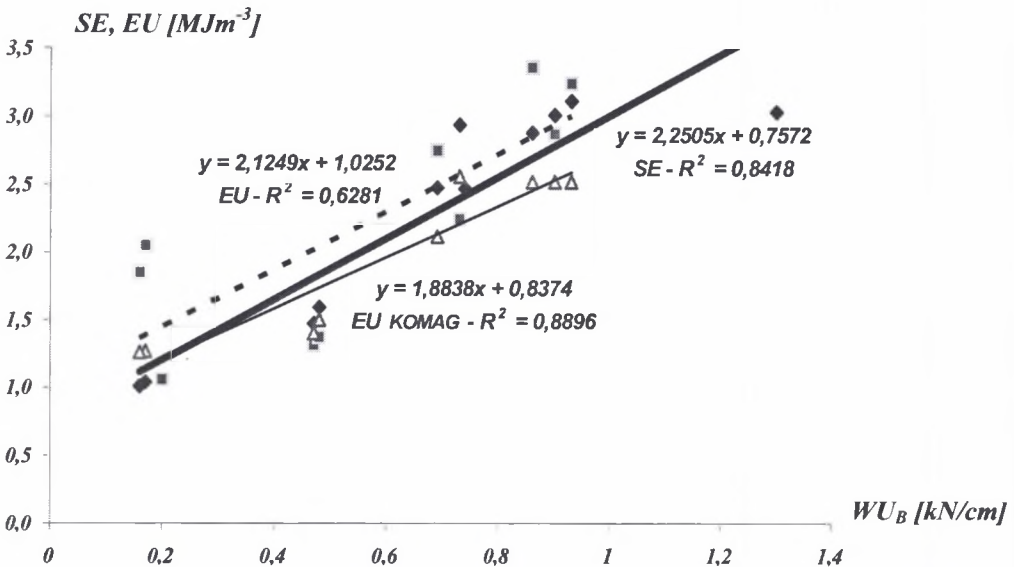
Wartości  $R_c$ ,  $WU_B$  opisujące właściwości mechaniczne węgla, a także teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE wyznaczona na stanowisku badawczym za pomocą przyrządu POS-1 są wartościami uśrednionymi, natomiast energochłonność procesu urabiania wyznaczona z pomiaru poboru mocy  $E_U$  została wyznaczona dla średniej prędkości urabiania oraz średniego zabioru na długości ściany.

Tabela 5.3

Porównanie wartości energochłonności procesu urabiania  
uzyskanych przez autora oraz CMG „KOMAG”

Lp.	Kopalnia	$R_c$	$EU_{„KOMAG”}$	$WU_B$	$SE$	$EU$	Klasa węgla
		[MPa]	[MJm <sup>-3</sup> ]	[ $\frac{kN}{cm}$ ]	[MJm <sup>-3</sup> ]	[MJm <sup>-3</sup> ]	
		CMG „KOMAG”		Autor			
1	Bogdanka, ściana 2/V	8,60	1,27	0,17	1,04	2,05	I
2	Bogdanka, ściana I/II	9,00	1,26	0,16	1,01	1,85	I
3	Budryk, ściana Cz 3	10,00	-	0,20	-	1,06	II
4	Bolesław Smiały, ściana 232	17,20	1,41	0,47	1,48	1,32	II
5	Piast, ściana 500	17,30	1,51	0,48	1,60	1,38	II
6	Wesoła, ściana 105	20,00	-	1,30	3,03	-	III
7	Piast, ściana 717	22,60	2,12	0,69	2,48	2,75	III
8	Piast, ściana 517*	23,20	0,47	0,74	2,47	1,03	III
9	Piast, ściana 517	23,40	2,56	0,73	2,94	2,25	III
10	Piast, ściana 820	28,00	2,52	0,86	2,88	3,36	III
11	Piast, ściana 330	29,70	2,52	0,90	3,01	2,87	III
12	Piast, ściana 235	30,60	2,52	0,93	3,11	3,24	III

przed urabianiem w ścianie prowadzone było strzelanie



Rys. 5.1. Zależności pomiędzy energochłonnością procesu urabiania wyznaczoną trzema różnymi metodami, a właściwościami mechanicznymi reprezentowanymi przez wskaźnik urabialności  $WU_B$

Fig. 5.1. Dependences between mining process energy consumption determined with application of three various methods and mechanical properties represented by mineability index  $WU_B$

Największe wartości  $WU_B$  oraz SE wystąpiły praktycznie przy tej samej wartości składowej głównej stanu naprężenia  $\sigma_3$ .

Wyznaczone zależności pomiędzy: średnią teoretyczną energochłonnością procesu urabiania, średnią energochłonnością procesu urabiania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego ( $SE$ ,  $E_U$ ,  $E_{U,KOMAG}$ ) a właściwościami mechanicznymi węgla reprezentowanymi przez wskaźnik urabialności  $WU_B$  zostały przedstawione na rysunku 5.1.

## 5.5. Omówienie wyników badań

Analizę wyników badań energochłonności procesu urabiania ścianowymi kombajnami bębnowymi oraz właściwości mechanicznych urabianego materiału węglowego w miejscu lokalizacji kombajnu przeprowadzono dla grupy kombajnów typu KGS-500. Uzyskane wyniki porównano również z wynikami dla innych typów kombajnów – kombajnu KSE-750-E, a także dla kombajnu ELECTRA LS 3300.

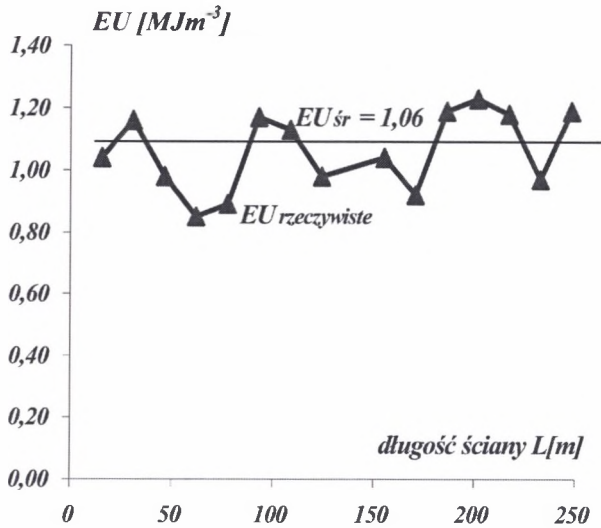
Porównane zostały wyniki wartości energochłonności procesu urabiania uzyskane z badań „in situ” dwoma różnymi sposobami: wg autora (wzór (5.11)), CMG „KOMAG” [79], a także z wynikami badań teoretycznej energochłonności procesu urabiania SE, uzyskanymi w trakcie badań laboratoryjnych prowadzonych przez autora (wzór (5.3)). Jak wspomniano w pkt. 5.4, wszystkie wartości wyznaczone zostały dla wielkości średnich.

Na poszczególnych odcinkach ściany a także wraz z prędkością postępu ściany węglowej wartości energochłonności procesu urabiania ulegają zmianie - zmienność tych wartości wzdłuż długości ściany może być dość znaczna.

**Tabela 5.4**  
Wartości energochłonności procesu urabiania wzdłuż długości ściany

Lp.	Odległość od chodnika [m]	$E_U$ [ $MJm^{-3}$ ]	$E_{U_{sr}}$ [ $MJm^{-3}$ ]
1	15,5	1,04	1,06
2	31,0	1,16	
3	46,5	0,98	
4	62,0	0,85	
5	77,5	0,89	
6	93,0	1,17	
7	108,5	1,13	
8	124,0	0,98	
9	155,0	1,04	
10	170,5	0,92	
11	186,0	1,19	
12	201,5	1,23	
13	217,0	1,18	
14	232,5	0,97	
15	248,0	1,19	

Jako przykład podano zmienność energochłonności procesu urabiania wzdłuż długości ściany w czasie jednego skrawu dla kombajnu KSE-750-E, która przedstawiona jest w tabeli 5.4 oraz na rysunku 5.2. Dla tego konkretnego przypadku wartości energochłonności procesu urabiania zmieniają się od 0,85 do 1,23 [ $\text{MJm}^{-3}$ ] przy wartości średniej 1,06 [ $\text{MJm}^{-3}$ ].



Rys. 5.2. Zmienność energochłonności procesu urabiania wzdłuż długości ściany

Fig. 5.2. Mining process energy consumption variability along the longwall

Tabela 5.5

Wartości współczynników energochłonności

Lp.	Kopalnia	$\frac{P_{max}}{P_{\acute{s}r}}$	$\frac{SE}{EU \text{ "KOMAG"}}$	Współczynnik korygujący	Współczynnik energochłonności $W_E$	Klasa węgla
1	Bogdanka, ściana 2/V	1,30	0,82	1,12	$W_E = 1,20$	I
2	Bogdanka, ścianka I/II	1,37	0,80	1,17		I
3	Budryk, ściana Cz 3	1,45	-	-	$W_E = 1,60$	II
4	Bolesław Smiały, ściana 232	1,60	1,05	1,55		II
5	Piast, ściana 500	1,64	1,06	1,58	$W_E = 1,70$	II
6	Piast, ściana 330	1,69	1,19	1,50		III
7	Piast, ściana 717	1,70	1,17	1,53		III
8	Piast, ściana 517	1,60	1,15	1,45		III
9	Piast, ściana 820	1,72	1,14	1,58		III
10	Piast, ściana 235	1,78	1,23	1,55		III



W tabeli 5.5 przedstawiono przeciążenia, jakie występują w trakcie urabiania kombajnem bębnowym, uwzględniając stosunek maksymalnego zmierzonego poboru mocy ( $P_{max}$ ) do wartości mocy średniej ( $P_{sr}$ ). Ukazuje to chwilowe przeciążenia występujące w trakcie urabiania (rys. 5.2).

Jednocześnie wyznaczona została zależność teoretycznej energochłonności procesu urabiania SE wyznaczona na stanowisku badawczym do energochłonności procesu urabiania w warunkach rzeczywistych  $E_{U,KOMAG}$  (tabela 5.5). Zależność ta ukazuje odbieganie wartości wyliczonych na podstawie badań stanowiskowych od wartości wyznaczonych w warunkach rzeczywistych.

Na tej podstawie istnieje możliwość skorygowania wyników uzyskanych na stanowisku badawczym w stosunku do wartości uzyskanych w warunkach rzeczywistych. Uwzględniając uzyskane z pomiarów wyniki, autor proponuje przy wyznaczaniu teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania uwzględniać następujące wartości „współczynników teoretycznej energochłonności” urabiania  $W_E$  w poszczególnych klasach węgla (tabela 5.5):

klasa I	(węgle kruche)	$W_E = 1,2$ ;
klasa II	(węgle twarde)	$W_E = 1,6$ ;
klasa III	(węgle bardzo twarde)	$W_E = 1,7$ .

Wzór na teoretyczną (przewidywaną) energochłonność procesu urabiania uwzględniającą właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego, wyznaczoną na stanowisku badawczym przyrządem POS-1, na próbkach węgla pobranych z miejsca lokalizacji ścianowego kombajnu bębnowego (w ścianie istniejącej lub przygotowywanej do eksploatacji) w rzeczywistym stanie naprężenia i odkształcenia, wynosi:

$$SE = W_E \left\{ \frac{WU_B [2(1 + \sqrt{1 + tg^2 \psi})]}{2 + tg \psi} \right\} \quad (5.12)$$

Energochłonność procesu urabiania ( $E_U$ ,  $E_{U,KOMAG}$ ) oraz teoretyczna energochłonność procesu urabiania (SE) zależą od właściwości mechanicznych urabianej calizny węglowej (reprezentowanej przez wskaźnik urabialności  $WU_B$ ), które zmieniają się na długości i wysokości ściany. Dlatego też przy wyznaczaniu tych wielkości operujemy wartościami średnimi.

Odmienne warunki górnico-geologiczne, a także techniczno-organizacyjne powodują, że wartości energochłonności procesu urabiania osiągają dla każdego przodku różne wartości. Z punktu widzenia analizy energochłonności procesu urabiania skał węglowych głowicą

urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego ważna jest nie tylko wartość średnia przy założonej prędkości, ale również chwilowe maksymalne pobory mocy.

Wartości teoretycznej energochłonności procesu urabiania SE na stanowisku badawczym wyznaczono dla wszystkich klas urabialności węgla.

W celu zweryfikowania wyników badań eksperymentalnych zostały one porównane z wynikami badań doświadczalnych energochłonności procesu urabiania uzyskanymi z pomiarów „in situ” ( $E_{U,KOMAG}$ ), a także z pomiarów poboru mocy w warunkach rzeczywistych ( $E_U$ ). Porównane zostały dwa parametry z badań eksperymentalnych (SE,  $E_U$ ) z wynikami badań doświadczalnych uzyskanymi przez CMG „KOMAG” ( $E_{U,KOMAG}$ ).

Przyjmując wartości energochłonności procesu urabiania wyznaczone na drodze doświadczalnej z pomiarów „in situ” ( $E_{U,KOMAG}$ ) jako wzorcowe, teoretyczną energochłonność procesu urabiania SE wyznaczoną eksperymentalnie dla poszczególnych miejsc pomiarowych w poszczególnych klasach urabialności przedstawiono w tabeli 5.6

$\left(\frac{SE}{E_{U,KOMAG}}\right)$ . Porównane zostały również wyniki rzeczywistej energochłonności procesu urabiania ( $E_{U,KOMAG}$ ) z wartościami energochłonności procesu urabiania wyznaczone z poboru mocy kombajnów wyznaczonych w warunkach rzeczywistych  $\left(\frac{E_U}{E_{U,KOMAG}}\right)$ , (tabela 5.6).

**Tabela 5.6**  
**Porównanie wartości energochłonności wyliczonych**  
**z wyznaczonymi w warunkach naturalnych**

Lp.	Kopalnia	$E_U$	$SE$	Klasa urabialności węgla
		$E_{U,KOMAG}$	$E_{U,KOMAG}$	
1	Bogdanka, ściana 2/V	1,64	0,82	I
2	Bogdanka, ściana I/II	1,47	0,80	I
3	Bolesław Smiały, ściana 232	0,94	1,05	II
4	Piast, ściana 500	0,91	1,06	II
5	Piast, ściana 330	1,14	1,19	III
6	Piast, ściana 717	1,30	1,17	III
7	Piast, ściana 517	0,88	1,15	III
8	Piast, ściana 820	1,33	1,14	III
9	Piast, ściana 235	1,28	1,23	III

Jak wynika z tabeli 5.6, wartości teoretycznej energochłonności procesu urabiania SE wyznaczone na stanowisku badawczym różnią się od wartości ( $E_{U,KOMAG^*}$ ) wyznaczonych „in situ” w warunkach rzeczywistych średnio o 20% (od -20% do +23%). Natomiast wartości  $E_U$  różnią się 10 do 60%, przy czym największa różnica występuje w I klasie węgla, czyli *węgli kruchych* ( $W_k$ ).

Wyniki energochłonności procesu urabiania najbliższe wartościom uzyskanym w warunkach rzeczywistych uzyskano dla II klasy węgla (*węgle twarde*  $W_t$  – średnio urabialne), gdzie różnica wynosi 6%.

Węgale zaliczane do I klasy urabialności (*węgle kruche*  $W_k$  – łatwo urabialne) wykazują teoretyczną energochłonność procesu urabiania SE średnio o 20% niższą od wyznaczonej w warunkach rzeczywistych, natomiast dla węgla w III klasie urabialności (*węgle bardzo twarde*  $W_{bt}$  – trudno urabialne) teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE jest średnio wyższa o 20%.

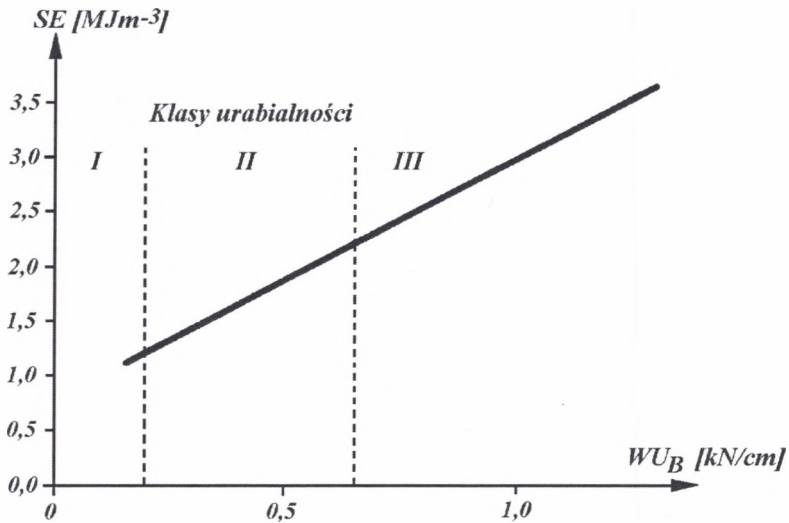
Wyniki najbliższe „rzeczywistym” wartościom energochłonności procesu urabiania wyznaczonym w warunkach rzeczywistych ( $E_{U,KOMAG^*}$ ) w stosunku do wartości teoretycznej energochłonności procesu urabiania (SE), wyznaczonej na stanowisku badawczym uzyskano dla II klasy urabialności, czyli węgla najczęściej występujących w warunkach Zagłębia Górnosląskiego.

Uwzględniając powyższe różnice, a także występowanie maksymalnych wartości poboru mocy w trakcie urabiania na długości ściany węglowej, zaproponowano przyjęcie „współczynnika teoretycznej energochłonności” urabiania  $W_E$  (tabela 5.5).

Dzięki temu możliwe będzie wyznaczenie z dużym prawdopodobieństwem na stanowisku badawczym teoretycznej energochłonności procesu urabiania SE (wzór (5.12)), pomijając bardzo drogie i pracochłonne pomiary w warunkach rzeczywistych.

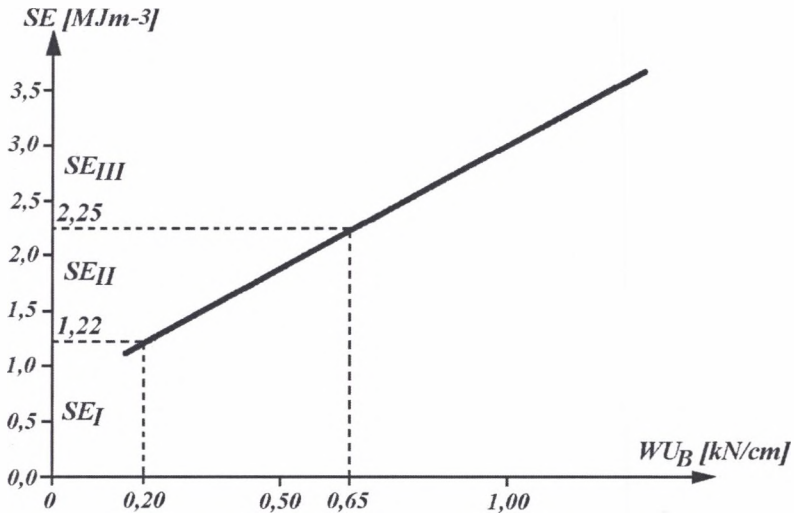
Wartości tych współczynników ( $W_E$ ) dla poszczególnych klas węgla przedstawione są w tabeli 5.5.

Ponieważ zależności pomiędzy teoretyczną energochłonnością procesu urabiania SE a wskaźnikiem urabialności  $W_{UB}$  wyznaczone na stanowisku badawczym wykazują bardzo wysoką korelację ( $R^2 = 0,8418$ , rys. 5.1), można również w klasyfikacji polskich pokładów węglowych pod względem urabialności uwzględnić tę wartość. Nanosząc na uzyskaną zależność przedziały trzech klas (rys. 5.3) nowej klasyfikacji (zgodnie z wartościami podanymi w tabeli 4.7) otrzymamy wartości spodziewanych (przewidywanych) teoretycznych energochłonności procesu urabiania SE (rys. 5.4).



Rys. 5.3. Rozkład klas urabialności na energochłonności procesu urabiania SE

Fig. 5.3. Mineability classes characteristics on mining process energy consumption SE



Rys. 5.4. Przewidywana energochłonność procesu urabiania SE w poszczególnych klasach węgla

Fig. 5.4. Predicted energy consumption of the mining process SE in given coal classes

Przedstawione na rysunku 5.4 teoretyczne (przewidywane) wartości energochłonności procesu urabiania SE, w zależności od właściwości mechanicznych urabianego materiału węglowego reprezentowanego przez wskaźnik urabialności  $WU_B$ , pozwalają uwzględnić w nowej klasyfikacji polskich pokładów węglowych tę wielkość, która jest bardzo istotna dla

właściwego doboru ścianowych maszyn urabiających pracujących na zasadzie skrawania (ścianowe kombajny bębnowe).

Na podstawie przeprowadzonych w niniejszej monografii rozważań zależności pomiędzy właściwościami mechanicznymi urabianego materiału węglowego reprezentowanych przez wskaźnik urabialności  $WU_B$ , wytrzymałością na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  a teoretyczną (przewidywaną) energochłonnością procesu urabiania SE można zbudować nową klasyfikacją polskich pokładów węglowych.

Przyjmując wprowadzony przez Sikorę [122] podział kombajnów (w zależności od zainstalowanej mocy, rozdz. 2) można z dużym prawdopodobieństwem dokonać prawidłowego doboru kombajnu do odpowiedniej klasy węgla. Przez prawidłowy dobór kombajnu należy rozumieć dobór mocy zainstalowanej w tym kombajnie.

Zgodnie z powyższym, zaproponowany został następujący dobór kombajnów do odpowiednich klas węgla (wg nowej klasyfikacji):

klasa I	( <i>węgłe kruche</i> )	- kombajny <i>małej</i> mocy	- do 400 [kW];
klasa II	( <i>węgłe twarde</i> )	- kombajny <i>średniej</i> mocy	- od 400 do 700 [kW];
klasa III	( <i>węgłe bardzo twarde</i> )	- kombajny <i>dużej</i> mocy	- powyżej 700 [kW].

Prawidłowe wyznaczenie teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania warunkuje właściwy dobór ścianowych kombajnów bębnowych do istniejących, a w szczególności do projektowanych nowych ścian wydobywczych, w celu osiągnięcia założonego wydobycia. Jest to bardzo istotne przy wysokiej koncentracji wydobycia i założonych efektach ekonomicznych.

## 5.6. Wnioski

1. Energochłonność procesu urabiania jest ściśle związana z właściwościami mechanicznymi materiału węglowego, reprezentowanymi przez wskaźnik urabialności  $WU_B$ . Jak wynika z przeprowadzonych badań, zmiany te mają miejsce na długości oraz wysokości ściany.

2. Wartości energochłonności procesu urabiania, w warunkach rzeczywistych ( $E_{U,KOMAG}$ ,  $E_U$ ), jak i teoretyczną energochłonność procesu urabiania (SE) wyznaczono uwzględniając rzeczywisty stan naprężenia (i odkształcenia), reprezentowany przez składową pionową  $\sigma_z = \sigma_3$ , jaka występuje na czole ściany węglowej.

3. Zależność pomiędzy wskaźnikiem urabialności  $WU_B$  a teoretyczną energochłonnością procesu urabiania SE oraz energochłonnością procesu urabiania  $E_{U, \text{KOMAG}}$ ,  $E_U$ , ma charakter liniowy i to niezależnie od sposobu („in situ”, stanowisko badawcze) wyznaczania tych wielkości (rys. 5.1).

4. Na stanowisku badawczym, uwzględniając rzeczywisty stan naprężenia i odkształcenia, można z dużym prawdopodobieństwem wyznaczyć teoretyczną (przewidywaną), energochłonność procesu urabiania SE.

5. Na podstawie przeprowadzonych badań teoretycznej energochłonności procesu urabiania oraz uzyskanych wyników można stwierdzić, że wartości wyznaczone na stanowisku badawczym mogą służyć do prognozowania produkcji oraz poprawnego doboru ścianowych maszyn urabiających pracujących na zasadzie skrawania, czyli ścianowych kombajnów bębnowych do istniejących czy nowo uruchamianych ścian węglowych.

6. Analiza materiału badawczego wykazała, że aby z dużym prawdopodobieństwem na stanowisku badawczym można było wyznaczyć wartości teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania SE, współczynniki teoretycznej energochłonności  $W_E$  powinny wynosić:

- dla węgla klasy I                    (*węgłe kruche*)                    –  $W_E = 1,2$ ;
- dla węgla klasy II                   (*węgłe twarde*)                    –  $W_E = 1,6$ ;
- dla węgla klasy III                 (*węgłe bardzo twarde*)           –  $W_E = 1,7$ .

7. Wyniki uzyskane na stanowisku badawczym, najbliższe wartościom zmierzonym w warunkach rzeczywistych, uzyskano dla węgla zaliczanych do II klasy urabialności wg nowej klasyfikacji polskich węgla. Są to węgle najczęściej spotykane w polskim górnictwie węglowym (Zagłębie Górnśląskie).

8. Przyjmując wprowadzony przez Sikorę [122] podział kombajnów, zaproponowano dobór następujących mocy kombajnów do odpowiednich klas węgla:

klasa I	( <i>węgłe kruche</i> )	<i>kombajny małej mocy</i>	do 400 [kW];
klasa II	( <i>węgłe twarde</i> )	<i>kombajny średniej mocy</i>	od 400 do 700 [kW];
klasa III	( <i>węgłe bardzo twarde</i> )	<i>kombajny dużej mocy</i>	powyżej 700 [kW].

9. Nową klasyfikację polskich pokładów węglowych uwzględniającą właściwości mechaniczne materiału węglowego reprezentowane przez wskaźnik urabialności  $WU_B$ , wytrzymałość na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$  oraz teoretyczną (przewidywaną) energochłonność procesu urabiania  $SE$  przedstawia tabela 5.7. Jednocześnie dla każdej z trzech klas nowej klasyfikacji została zaproponowana najkorzystniejsza moc kombajnu (zgodnie z podziałem wprowadzonym przez Sikorę).

Tabela 5.7

**Nowa klasyfikacja polskich węgla  
wg trudności urabiania z uwzględnieniem  
teoretycznej energochłonności procesu urabiania**

$WU_B$ $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$	<i>Krucze</i> $W_k$	<i>Twarde</i> $W_t$	<i>B. twarde</i> $W_{bt}$	<i>SE</i> $[MJm^{-3}]$	$R_c$ [MPa]	<i>Stopień trudności urabiania</i>	<i>Moc kombajnu [kW]</i>
< 0,20	I	-	-	< 1,22	< 12	łatwo urabialny	małej mocy do 400
0,20 ÷ 0,65	-	II	-	1,22 ÷ 2,25	12 ÷ 22	średnio urabialny	średniej mocy 400-700
> 0,65	-	-	III	> 2,25	> 22	trudno urabialny	dużej mocy powyżej 700

## 6. PODSUMOWANIE I UWAGI KOŃCOWE

Dobór ścianowych kombajnów bębnowych do istniejących warunków górniczo-geologicznych jest procesem złożonym. Dlatego też wnioski i uwagi wynikające z niniejszej pracy zostały przedstawione i omówione w następujących grupach:

- I* – dotyczy właściwości mechanicznych urabianej calizny węglowej;
- II* – uwzględnia geometrię organu urabiającego ścianowego kombajnu bębnowego;
- III* – dotyczy energochłonności procesu urabiania.

*I – 1.* Wskaźnik urabialności musi odzwierciedlać właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego w rzeczywistym stanie naprężenia i odkształcenia, jaki występuje w warunkach naturalnych (ścianie węglowej). Szeroko dotychczas stosowany wskaźnik urabialności (skrawalności)  $A$  wyznaczony przyrządem POS-1 określa jednostkowy „powierzchniowy” opór skrawania. Węgiel jest natomiast materiałem kruchym, niejednorodnym, posiadającym płaszczyzny uławicenia (kliważu), przerosty, spękania, dlatego też należy uwzględnić wszystkie czynniki mające wpływ na wartość wskaźnika urabialności.

Dlatego też wskaźnik urabialności  $A$  nie powinien stanowić kryterium doboru maszyn do urabiania skał węglowych.

*I – 2.* Na podstawie przeprowadzonych badań można stwierdzić, że kierunek, zwrot urabiania oraz stan naprężenia w strefie zabioru maszyny urabiającej pracującej na zasadzie skrawania reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z$  ciśnienia eksploatacyjnego mają bardzo istotny wpływ na wartość wskaźnika urabialności  $A$  oraz kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$ . Z przeprowadzonych badań tak „in situ”, jak i laboratoryjnych wynika, że wartość wskaźnika urabialności  $A$  jest ściśle związana z kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$  i zmienia się w szerokich granicach w zależności od materiału węglowego. Uwzględniając ten fakt, wprowadzono wartość kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  do wzoru na wskaźnik urabialności  $A$  i wyznaczono wskaźnik urabialności  $A_\psi$  (przy stałej głębokości skrawu), w którym opory urabiania odnosi się do rzeczywistego przekroju bruzdy skrawu pomiarowego, czyli dokładniej opisuje się właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego.



**I – 3.** W związku z tym, że dotychczas stosowany podział węgla w zależności od wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  na kruche ( $\psi > 60^0$ ) i zwięzłe ( $\psi < 60^0$ ) jest nieprecyzyjny, niejednoznaczny, niewystarczający - proponuje się na podstawie szeroko przez autora przeprowadzonych badań wprowadzić następujący podział:

- $W_k$  węgle kruche  $\psi > 70^0$ ;
- $W_t$  węgle twarde  $40^0 < \psi \leq 70^0$ ;
- $W_{bt}$  węgle bardzo twarde  $\psi \leq 40^0$ .

**I – 4.** Jak wynika z przeprowadzonych badań „in situ” w warunkach rzeczywistych, a także na stanowisku badawczym, pomiędzy wskaźnikiem urabialności ( $A$ ,  $A_\psi$ ) a wytrzymałością na jednokierunkowe (jednoosiowe) ściskanie  $R_c$ , wyznaczoną dwoma różnymi niezależnymi metodami, występuje ścisła zależność, dlatego proponuje się w zmodyfikowanej klasyfikacji polskich węgla uwzględnić również wartości  $R_c$ .

**I – 5.** Badania wartości kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  i wskaźnika urabialności  $A_\psi$  przeprowadzono na terenie Zagłębia Górnosląskiego w 15 kopalniach węgla kamiennego, 5 różnych pokładach, 26 wyrobiskach ścianowych dla skrawów poziomych (równoległych do stropu i spągu) oraz w 16 kopalniach, 6 pokładach, 32 wyrobiskach ścianowych dla skrawów pionowych (prostopadłych do stropu i spągu). Jak wynika z powyższej analizy, wartości wskaźnika urabialności  $A_\psi$  oraz kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  układają się w trzy grupy, a mianowicie:

- pierwsza - to wartości  $A_\psi$  do 1,80  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$  oraz kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  powyżej  $70^0$ ;
- druga - zawiera  $A_\psi$  pomiędzy 1,81 a 3,00  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$  oraz kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$  zawarty pomiędzy  $40^0$  i  $70^0$ ;
- trzecia -  $A_\psi$  powyżej 3,01  $\left[ \frac{kN}{cm} \right]$  i kąt  $\psi$  poniżej  $40^0$ .

Analiza uzyskanych w czasie badań wyników skłania do modyfikacji podziału polskich pokładów węglowych. Zaproponowana nowa klasyfikacja wg kryterium trudności urabiania dzieli węgle na trzy klasy w zależności od kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$ , uwzględniając wartość wskaźnika urabialności  $A_\psi$ , a także wytrzymałość węgla na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$ .

**II - 1.** Wymagania związane z pracą organu urabiającego powodują konieczność znalezienia narzędzi, które ułatwiłyby ten proces. Na etapie projektowania organu urabiającego, czy też wyboru wśród już istniejących, należy uwzględnić wpływ wielu czynników. Dlatego też bardzo ważnym zagadnieniem jest możliwość szybkiego dokonania wyboru właściwego organu urabiającego, a nade wszystko szybkie i proste sprawdzenie, czy w danych warunkach będzie on pracował prawidłowo. Do osiągnięcia tego celu został opracowany specjalistyczny program, pozwalający wyznaczyć:

- powierzchnie wyłomu dla poszczególnych noży;
- długości linii odpajania dla poszczególnych noży;
- schemat urabiania;
- wartości sił i momentów sił mogących wystąpić w trakcie urabiania.

Uzyskane w ten sposób wartości sił i momentów sił pozwalają prześledzić zmienną pracę organu urabiającego w trakcie jego pełnego obrotu, czyli „dynamikę” procesu urabiania. Jednocześnie wyznaczone rzeczywiste powierzchnie wyłomu dla poszczególnych noży obrazują chwilowe obciążenia przypadające na poszczególne noże w trakcie procesu urabiania. Wyznaczona została również objętość urobionej calizny czyli wartość, mająca zasadniczy wpływ na energochłonność procesu urabiania.

Podstawowymi danymi dla tego programu są:

- parametry geometryczne organów urabiających;
- parametry pracy ścianowego kombajnu bębnowego;
- właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej.

**II – 2.** Powyższą analizę przeprowadzono dla głowicy urabiającej z umieszczonymi na nich nożami, kombajnów typu KWB oraz KGS. Na podstawie przeprowadzonej analizy można stwierdzić, że:

- wartości sił i momentów sił występujących na głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego KWB-3RDU w trakcie procesu urabiania dość znacznie odbiegają od wartości średnich i to zarówno dla wartości sił, jak i momentów sił. Analizując otrzymane wyniki można stwierdzić, że dla *węgla bardzo twardego* – trudno urabialnych (kategoria III) procentowy rozrzut od wartości średnich jest znacznie większy w porównaniu z węglem zaliczanym do kategorii II (*węgle twarde* – średnio urabialne). W związku z powyższym można stwierdzić, że ścianowe kombajny bębnowe typu KWB należy stosować do urabiania węgla zaliczanych wg zmodyfikowanej klasyfikacji do I lub II kategorii.

- dla ścianowego kombajnu bębnowego KGS-320 stwierdzono również różnice wartości minimalnych i maksymalnych (sił oraz momentów sił) od wartości średnich. Jednak procentowy rozrzut jest mniejszy w porównaniu z kombajnem typu KWB. W wyniku przeprowadzonej analizy stwierdzono, że ścianowe kombajny bębnowe typu KGS należy stosować do urabiania *węgla bardzo twardego* – trudno urabialnych zaliczanych według zmodyfikowanej klasyfikacji do III kategorii.

W tym przypadku praca kombajnu jest bardziej stabilna, co wynika głównie z poprawniejszego rozmieszczenia noży na głowicy urabiającej.

**II – 3.** W trakcie prowadzonych badań (tak dla głowicy kombajnu typu KWB, jak i dla głowicy kombajnu typu KGS), oprócz wyznaczenia powierzchni wyłomu przez poszczególne noże wyznaczona została również długość linii odspajania, jaka przypada na poszczególne noże zamocowane na głowicy urabiającej. Długość linii odspajania jest charakterystycznym parametrem określającym kształt przekroju poprzecznego bruzdy skrawu. Wartość ta jest zmienna, zależna od urabianego materiału węglowego, czyli od właściwości mechanicznych urabianej calizny węglowej. Długość linii odspajania jest ściśle związana z głębokością skrawu  $g$  oraz kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$ .

Zależność ta może posłużyć do wyznaczenia nowego wskaźnika urabialności, ściśle i jednoznacznie wiążąc właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej z oporami urabiania.

**II – 4.** Analiza schematu procesu skrawania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego (KWB-3RDU, KGS-320) prowadzi do wniosku, że charakterystycznym parametrem określającym kształt przekroju bruzdy skrawu jest linia odspajania. Na długość linii odspajania, ściśle związaną z głębokością skrawu  $g$  oraz kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$ , wpływ mają właściwości mechaniczne urabianego materiału (węgla).

Na przedstawionych schematach urabiania widać wyraźnie, że niektóre noże nie pracują całą swoją powierzchnią urabiającą - różne są powierzchnie wyłomu poszczególnych noży. Powierzchnia wyłomu jest konsekwencją długości linii odspajania. Na tej podstawie wyznaczono wskaźnik urabialności  $WU_B$ , który przedstawia się następująco:

$$WU_B = \frac{P_{sr}}{b_z + 2g\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \psi}}$$

Przy warstwach węgla o bardzo zróżnicowanych wartościach wskaźnika urabialności w ramach tej samej ściany węglowej (wynikających z przerostów, kliważu, spękań) wskaźnik urabialności  $WU_B$  wynosi:

$$WU_{B_{\text{śc}}} = \frac{\sum S_{ci} \cdot WU_{Bi}}{\sum S_{ci}}$$

Zaproponowana nowa klasyfikacja uwzględniając wartość wskaźnika urabialności  $WU_B$  uzasadnia zmniejszenie liczby klas do występujących w naszym górnictwie. Służy również ich precyzyjniejszemu określeniu. Na tej podstawie zaproponowano podział węgla na trzy klasy wg kryterium trudności urabiania.

**III – 1.** Wartości energochłonności procesu urabiania, tak w warunkach rzeczywistych ( $E_{U, \text{KOMAG}}$ ,  $E_U$ ), jak i wyznaczoną na stanowisku badawczym teoretyczną energochłonność procesu urabiania (SE) wyznaczono uwzględniając rzeczywisty stan naprężenia i odkształcenia, reprezentowany przez składową pionową  $\sigma_z = \sigma_3$  występującą na czole ściany węglowej. Uzyskana z badań zależność pomiędzy wskaźnikiem urabialności  $WU_B$ , teoretyczną energochłonnością procesu urabiania SE oraz energochłonnością procesu urabiania  $E_{U, \text{KOMAG}}$ ,  $E_U$ , ma charakter liniowy i to niezależnie od sposobu wyznaczania tych wielkości (stanowisko badawcze, „in situ”).

**III – 2.** Na stanowisku badawczym uwzględniając rzeczywisty stan naprężenia i odkształcenia można z dużym prawdopodobieństwem wyznaczyć teoretyczną (przewidywaną) energochłonność procesu urabiania SE. Wartość teoretycznej energochłonności procesu urabiania wyznaczono wykorzystując wcześniej wyznaczone wartości niezbędne do wyznaczenia wskaźnika urabialności  $WU_B$ .

Wzór na teoretyczną (przewidywaną) energochłonność procesu urabiania SE uwzględnia wartość wskaźnika urabialności  $WU_B$ , a tym samym właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego.

$$SE = WU_B \frac{2(1 + \sqrt{1 + \text{tg}^2 \psi})}{2 + \text{tg} \psi}$$

Zaproponowana nowa metoda wyznaczania teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania pozwoli na przeprowadzenie analizy prawdziwości lokalizacji ścianowych kombajnów bębnowych do istniejących warunków górnictwo-geologicznych.

**III - 3.** Wartość teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania SE, wyznaczona na stanowisku badawczym, została porównana z wartościami energochłonności procesu urabiania w warunkach rzeczywistych ( $E_{U,KOMAG}$ ). Zależność ta ukazuje odbieganie wartości wyliczonych na podstawie badań stanowiskowych od wartości wyznaczonych w warunkach rzeczywistych. Na tej podstawie skorygowano wyniki uzyskane na stanowisku badawczym. Uwzględniając uzyskane z pomiarów „in situ” wyniki, proponuje się następujące wartości współczynników teoretycznej energochłonności  $W_E$  w poszczególnych klasach węgla:

- klasa I (węgiel kruchy) –  $W_E = 1,2$ ;
- klasa II (węgiel twardy) –  $W_E = 1,6$ ;
- klasa III (węgiel bardzo twardy) –  $W_E = 1,7$ .

**III – 4.** Wzór na teoretyczną (przewidywaną) energochłonność procesu urabiania, uwzględniającą właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego wyznaczoną na stanowisku badawczym na próbkach węgla pobranych z miejsca lokalizacji ścianowego kombajnu bębnowego (w ścianie istniejącej lub przygotowywanej do eksploatacji) w rzeczywistym stanie naprężenia i odkształcenia po uwzględnieniu współczynników teoretycznej energochłonności  $W_E$ , wynosi:

$$SE = W_E \left\{ \frac{WU_B [2(1 + \sqrt{1 + tg^2 \psi})]}{2 + tg \psi} \right\}$$

**III – 5.** Uwzględniając teoretyczną (przewidywaną) energochłonność procesu urabiania nowa klasyfikacja polskich pokładów węglowych wraz z propozycją mocy kombajnu przedstawia się następująco:

**Nowa klasyfikacja polskich węgli  
wg trudności urabiania z uwzględnieniem  
teoretycznej energochłonności procesu urabiania**

$\frac{WU_B}{\left[ \frac{kN}{cm} \right]}$	<i>Kruche</i> $W_k$	<i>Twarde</i> $W_t$	<i>B. twarde</i> $W_{bt}$	<i>SE</i> [MJm <sup>-3</sup> ]	<i>R<sub>c</sub></i> [MPa]	<i>Stopień</i> <i>trudności</i> <i>urabiania</i>	<i>Moc</i> <i>kombajnu</i> [kW]
< 0,20	I	-	-	< 1,22	< 12	łatwo urabialny	małej mocy do 400
0,20 ÷ 0,65	-	II	-	1,22 ÷ 2,25	12 ÷ 22	średnio urabialny	średniej mocy 400-700
> 0,65	-	-	III	> 2,25	> 22	trudno urabialny	dużej mocy powyżej 700

Powyższy - czytelny i precyzyjny podział pozwala jednoznacznie przypisać węgle do odpowiedniej kategorii, co ma bardzo istotne znaczenie przy prawidłowym doborze ścianowych kombajnów bębnowych do rzeczywistych warunków występujących w polskim górnictwie węgla kamiennego.

Konieczność wykorzystywania możliwości technicznych ścianowych kombajnów bębnowych w konkretnych warunkach górniczo-geologicznych i techniczno-organizacyjnych w polskich kopalniach węgla kamiennego wymaga kontroli słuszności podjęcia prawidłowej decyzji. Służy temu zaproponowany w niniejszej pracy sposób wyznaczania teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania SE jako jednego z podstawowych wskaźników potwierdzających obiektywną ocenę prawidłowości doboru ścianowych kombajnów bębnowych do istniejących warunków górniczo-geologicznych.

Zaproponowany w niniejszej pracy nowy sposób wyznaczania teoretycznej energochłonności procesu urabiania SE jest sposobem prostym, nie wymagającym wysokich nakładów, a jednocześnie wyznaczającym z dużym prawdopodobieństwem na stanowisku badawczym wartości przewidywanej energochłonności. Wartości te wyznaczone na stanowisku badawczym mogą służyć do prawidłowego doboru ścianowych maszyn urabiających pracujących na zasadzie skrawania, czyli ścianowych kombajnów bębnowych.

Prawidłowe wyznaczenie przewidywanej energochłonności procesu urabiania warunkuje właściwy dobór ścianowych kombajnów bębnowych do istniejących, czy też projektowanych ścian wydobywczych w celu osiągnięcia założonego wydobywania.

Jest to jeden z kluczowych czynników służących do uzyskania wysokiej koncentracji wydobywania, a także konieczności zrealizowania założonych efektów ekonomicznych.

Wyniki uzyskane przez autora zostały zweryfikowane przez badania dołowe, dlatego można stwierdzić, że postawione cele poznawcze pracy zostały osiągnięte.

## LITERATURA

1. BANAŚ M., SKRZYPIEC A., BEDNARZ R., DZIURA J.: Kombajn KSW-750E – doświadczenia eksploatacyjne w KWK „Budryk”. Kierunki mechanizacji górnictwa do 2010 roku. „KOMTECH 2002”, Szczyrk 5-7.11.2002.
2. BARON L. J., GŁAPMAN L. B.: Wznios instrumenta pri rjezani gornych porod. Moskwa Hedba, 1969.
3. BARKER J. S.: A laboratory investigation of rock cutting using large picks. International Journal Rock Mech. Mining Sci. Vol. 1/1964.
4. BELUGOU P., VALANTIN A., GUILON P.: Etude des pics machines d'abattage. Revue de L'Industrie Minerale. 1964.
5. BĘBEN A.: Technika wiertnicza w odkrywkowym górnictwie skalnym. Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1992.
6. BIAŁY W.: Wpływ stanu naprężenia w strefie zabioru kombajnów ścianowych na urabialność mierzoną wskaźnikiem urabialności A. Praca doktorska, Politechnika Śląska, Gliwice 1982 (praca niepublikowana).
7. BIAŁY W.: Wskaźnik urabialności  $A_{\psi}$  uwzględniający rzeczywisty kształt przekroju bruzdy skrawu pomiarowego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej seria: Górnictwo z. 137, Gliwice 1985.
8. BIAŁY W.: Rozpojitelnost uhelnych sloji měřena ukazatelem rozpojitelnosti  $A_{\psi}$ , který berežitel na skutečný twar prouřezu brazdy měřicichno řezu. II Mezinárodní Vědecká Konference. Sekce 23 „Strojní zařízení dolu a mechanizace”. Ostrava 1985, Czechy.
9. BIAŁY W.: Możliwości optymalizacji efektywności urabiania pokładów węglowych kombajnami ścianowymi na podstawie teoretycznych badań organów urabiających. V Konferencja „Problemy urabiania i przeróbki skał”, Zeszyt 1A, Kielce 1988.
10. BIAŁY W.: Badania nad rozmieszczeniem noży w organie urabiającym. Praca BW-367/RG-2/93/T-17, 1993 (praca niepublikowana).
11. BIAŁY W.: Badania nad rozmieszczeniem noży na organie urabiającym. Konferencja „Zastosowania Mechaniki w Górnictwie”, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Gliwice 1998.
12. BIAŁY W.: Estimation of the value of energy consumption in the digging process based upon the measurements of cutting power of a single knife. Międzynarodowa Konferencja “DIAGO 2001” Ostrava 2001, Czechy.

13. BIAŁY W.: Wskaźnik urabialności  $A_\psi$  węgla (skał) w funkcji składowej pionowej stanu naprężenia  $\sigma_z$  przy uwzględnieniu kierunku i zwrotu urabiania. *Górnictwo Odkrywkowe* nr 5/2001, Wrocław.
14. BIAŁY W.: Wybrane metody badania urabialności węgla. *Eksploracja i Niezawodność*. PAN, Oddział w Lublinie 5(12)/2001.
15. BIAŁY W.: Analiza metod badania urabialności węgla. *Przegląd Górniczy* 4/2002.
16. BIAŁY W.: Wykorzystanie kąta bocznego rozkruszenia do oceny urabialności węgla. *Przegląd Górniczy* nr 7-8/2002.
17. BIAŁY W.: Urabialność węgla jako funkcja długości linii odspajania. II Międzynarodowa Konferencja „Techniki urabiania 2002”. Kraków-Krynica 2002.
18. BIAŁY W.: The side-crumble angle  $\psi$  of coal and the energy consumption of the mining process as a function of the vertical component  $\sigma_z$  of exploitation pressure. *Archiwum Górnictwa PAN* nr 3/2002.
19. BIAŁY W.: Opory urabiania jako funkcja długości linii odspajania (skrawania). *Mechanizacja i Automatykacja Górnictwa* 12(384)/2002.
20. BIAŁY W.: Modyfikacja klasyfikacji pokładów węglowych pod względem urabialności. *Mechanizacja i Automatykacja Górnictwa* nr 5(377)/2002.
21. BIAŁY W.: Wpływ rozmieszczenia noży na dynamikę pracy głowicy urabiającej. *Mechanizacja i Automatykacja Górnictwa* 11/2002.
22. BIAŁY W.:  $WU_B$  – wskaźnik nowej klasyfikacji uwzględniający zmienność długości linii skrawania (odspajania). IV Międzynarodowa Konferencja „Zastosowania Mechaniki w Górnictwie” Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Gliwice - Dzierżno 27-28 marca 2003.
23. BIAŁY W.: Wpływ właściwości mechanicznych węgla na wskaźnik urabialności. II Sympozjum Mechaniki Zniszczenia Materiałów i Konstrukcji. Zeszyty Naukowe Politechniki Białostockiej, Augustów 4-7.06.2003.
24. BIAŁY W.: Urabialność pokładów węglowych – propozycja nowej klasyfikacji. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej z. 254, Gliwice 2002.
25. BIAŁY W.: Neue Klassifizierung der polnischen Kohle. *Glückauf-Forschungshefte*, 65 (2004) Nr. 1, März.
26. BIAŁY W.: The load of the longwall tumble heading machine's head. *Mine Planning and Equipment Selection* 2004, Wrocław 2004.
27. BIAŁY W.: Prediction of power of longwall shears. 36<sup>th</sup> International October Conference on Mining and Metallurgy. Bor, Serbia i Czarnogóra 2004.



28. BIAŁY W.: Energochłonność procesu urabiania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego w oparciu o wyniki badań urabialności węgla. Przegląd Górniczy 10/2004.
29. BIAŁY W.: Classification of Polish coal seams. 5<sup>th</sup> International Symposium on Mining Science and Technology. Xuzhou, P.R. Chiny 2004.
30. BILIŃSKI A.: Kryteria doboru obudowy dla ścian zawałowych. Główny Instytut Górnictwa, Katowice 1979.
31. BILIŃSKI A., KOSTYK T., PRUSEK S.: Zasady doboru obudowy zmechanizowanej dla wyrobisk ścianowych. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie, Miesięcznik WUG 1/1997.
32. BIERON A. I., KAZANSKI A. S., MJEJBOW A. M., POZIN Z.: Riezanie uгля. Gosgortekhnizdat IMG 1962.
33. BORYCZ J., KOZIEŁ A.: Wpływ koncentracji naprężeń w górotworze na wybrane parametry eksploatacji ściany węglowej. Międzynarodowa Konferencja „KOMTECH 2000” „Efektywne prowadzenie wyrobisk w trudnych warunkach górnictwo geologicznych”, Szczyrk 2000.
34. BRUNIANY C.: Techniczne i organizacyjne uwarunkowania rekordowych wyników produkcyjnych w amerykańskich kopalniach węgla. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej'98. Szczyrk 23-27 lutego 1998.
35. CHODURA J.: Wyznaczanie parametrów konstrukcyjnych bębnow urabiających kombajnów ścianowych w aspekcie wychodu grubych sortymentów węgla w oparciu o badania laboratoryjne. Praca doktorska, Politechnika Śląska, Gliwice 1989 (praca niepublikowana).
36. CHODURA J.: Analiza parametrów konstrukcyjno-ruchowych organów urabiających ścianowych kombajnów węglowych. Przegląd Górniczy 10/1989.
37. CHODURA J.: Problematyka obciążenia organu urabiającego kombajnu ścianowego. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 7-8(258)/1991.
38. CHODURA J.: Podstawy doboru układu noży na organach urabiających kombajnów ścianowych. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 7/1994.
39. CHODURA J.: Wybrane zagadnienia z zakresu skrawalności węgla. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 12/1992.
40. CHODYNIECKA L., GABZDYŁ W., KAPUŚCIŃSKI T.: Mineralogia i petrografia dla górników. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1988.
41. CHADWICK J.: Longwall, or not? Mining Magazine, June 1992.

42. CHRZAN T.: Fizyko-techniczne podstawy i opracowanie kompleksowej oceny maszyn górnictwa. Rozprawa habilitacyjna. Instytut Górnictwa, Wrocław-Moskwa 1989.
43. CHRZAN T.: Moduł akustyczny – względny wskaźnik energochłonności procesu niszczenia spistości ośrodka skalnego. Górnictwo i Geologia, Wrocław 1992.
44. CHRZAN T.: Określenie wytrzymałości skał na ściskanie i wskaźnika skłonności do tapania  $W_{ET}$ . Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo z. 221 1994.
45. CHRZAN T., FRANKIEWICZ W., KOZIEŁ A.: Ultradźwiękowa metoda wyznaczania wytrzymałości na ściskanie oraz skrawalności węgla. Maszyny Górnicze 35/1992.
46. CHRZAN T., FRANKIEWICZ W.: Instrukcja stosowania metody akustycznej do określania wytrzymałości na ściskanie. Politechnika Wrocławska 1988.
47. CZOPEK K.: Dynamiczna analiza wskaźników ekonomicznych kopalń węgla kamiennego w latach 1994-2001. Wiadomości Górnicze 7-8/2002.
48. CZOPEK K.: Koncentracja a koszt jednostkowy wydobycia węgla kamiennego. Kwartalnik Górnictwo, Kraków 2/1997.
49. ĆWIK M.: Prognozy rozwoju maszyn i urządzeń górnictwa do 2010 roku. Kierunki mechanizacji górnictwa do 2010 roku. „KOMTECH 2002” Szczyrk 5-7.11.2002.
50. DADAS J.: Kształt narzędzia a efektywność mechanicznego urabiania skał. V Konferencja „Problemy urabiania i przeróbki skał”, Zeszyt 1A, Kielce 1988.
51. DEMOULIN., RAFFOUX., VIDALINC.: Celem - osiągnięcie 40.000 t/dobę. Górnictwo XXI wieku. Wysoka produktywność, systemy, technologie. GIG, Katowice 1990.
52. DRZEŹŁA B.: Dlaczego siedem dni w tygodniu? Trybuna Górnicza nr 32 (413) 14 sierpnia 2002.
53. DRZEŹŁA B.: Dlaczego kopalnie powinny pracować siedem dni w tygodniu? Trybuna Górnicza nr 25 (406) 27 czerwca 2002.
54. EVANS I.: Basic Mechanics of the Point-Attack Pick. Colliery Guardian 1984.
55. FAWCETT D. H., DUNCAN G. R.: Wydobycie z przodków ścianowych. Obecny stan wiedzy – alternatywne kierunki na przyszłość. Górnictwo XXI wieku. Wysoka produktywność, systemy, technologie. GIG, Katowice 1990.
56. GLIŃSKI J.: Energetyczne wskaźniki własności skał i procesów wydobywczych. WSI, Opole, Studia i Monografie, z. 26 1988.
57. JAROMIN Z., SKOCZYŃSKI W.: Badania dołowe i laboratoryjne skrawalności węgla. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 10/1985.
58. JASZCZUK M., CHODURA J., SIWIEC J.: Obliczanie parametrów pracy ścianowych maszyn urabiających. Skrypt Uczelniany nr 1785 Politechniki Śląskiej, Gliwice 1993.

59. JASZCZUK M.: Wpływ stanu obciążenia kombajnu ścianowego dużej mocy na możliwość uzyskania wysokiej koncentracji wydobywania. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej z. 240, Gliwice 1999.
60. JASZCZUK M.: Długość ściany jako parametr kształtujący koszt uzyskania tony węgla. Przegląd Górniczy 5/1995.
61. JASZCZUK M., SIWIEC J.: Możliwość uzyskania wysokiej koncentracji produkcji przy zastosowaniu maszyn produkcji krajowej. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 8/1993.
62. JONAK J.: Badania stanowiskowe wpływu wybranych parametrów noży urabiających na efekty urabiania skał. Praca doktorska. Politechnika Śląska, Gliwice 1991 (praca niepublikowana).
63. JONAK J.: Wybrane problemy wyznaczania obciążenia urabiającego noża. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 1/1995.
64. JONAK J., PODGÓRSKI J.: Wybrane aspekty mechaniki skrawania skał. Materiały Sympozjum, Zagadnienia mechaniki pęknięcia i skrawania materiałów. Kazimierz Dolny 22-24.10.1998.
65. JONAK J.: Wybrane aspekty optymalizacji konstrukcji i eksploatacji głowic do urabiania kamienia. I Międzynarodowa Konferencja „Techniki Urabiania 2001”, Kraków–Krynica 2001.
66. JONAK J., PODGÓRSKI J., ZUBRZYCKI J.: Wybrane zagadnienia mechaniki procesu skrawania materiałów. Eksploatacja i Niezawodność, PAN, Oddział w Lublinie 12/2001.
67. JONAK J.: Urabianie skał głowicami wielonarzędziowymi. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 2001.
68. JURMAN J., JUCHELKA J., HAMŘÍKOVÁ R.: Energetická nročnosť rozpojovacích procesů. Mezinárodní konference, Sborník přednášek a referátů, VSB-TU Ostrava 14-15.05.2003 (Czechy).
69. KARBOWNIK A., PAWEŁCZYK E.: Podstawowe założenia i elementy reformy górnictwa węgla kamiennego w latach 1998-2002. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 5/1998.
70. KARBOWNIK A., PAWEŁCZYK E., MADEJSKI A.: Realizacja reformy górnictwa węgla kamiennego w latach 1998-2000. Wiadomości Górnicze 5/2001.
71. KARBOWNIK A., TUREK M., PASZCZA H.: Efekty realizacji reformy górnictwa węgla kamiennego w latach 1998-2001. Wiadomości Górnicze 7-8/2002.
72. KLICH A.: Niekonwencjonalne techniki urabiania skał. Praca zbiorowa. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1998.

73. KLICH A., KOTWICA K., KRAWCZYK S., PTAK J.: Zagadnienie zużycia ostrzy noży kombajnowych w zależności od temperatury i warunków skrawania skały. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa* 9/1994.
74. KLICH A., LOSIAK S., PTAK J.: Możliwości wpływania na efektywność urabiania węgla kamiennego kształtowaniem ciśnienia eksploatacyjnego. I Międzynarodowa Konferencja „Techniki Urabiania 2001” Kraków–Krynica 2001.
75. KORZEŃ Z.: Mechanika procesu przecinania ośrodka rozdrobnionego elementarnymi profilami liniowymi. *Prace Naukowe I KiEM Politechniki Wrocławskiej*, nr 38 Monografie nr 9, Wrocław 1981.
76. KORZEŃ Z., SOKOLSKI M.: Badania młotów hydraulicznych do aktywnego i udarowego wspomaganie procesu roboczego narzędzi urabiających w górnictwie dynamicznych. *Sterowanie i Napędy Hydrauliczne* 1/1992.
77. KOZIEŁ A., GWIAZDZIŃSKI S., ORCHEL S.: Problemy doboru parametrów eksploatacyjnych kombajnów ścianowych. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa* 11/1996.
78. KOZIEŁ A.: Badania nad wyznaczeniem wskaźnika energochłonności urabiania w zależności od parametrów fizycznych i mechanicznych skał. *Maszyny Górnicze*, CMG KOMAG, Gliwice 1994.
79. KOZIEŁ A.: Przewidywanie energochłonności urabiania na podstawie określenia wybranych parametrów skał. Praca doktorska, Politechnika Śląska, Gliwice 1996 (praca niepublikowana).
80. KRAUZE K.: Wpływ wybranych parametrów konstrukcyjnych frezującego organu ślimakowego na obciążenie ścianowego kombajnu węglowego. *Monografie i Rozprawy* nr 14, Wydawnictwa AGH, Kraków 1994.
81. KRAUZE K.: Teoria procesu roboczego frezujących organów ślimakowych w skałach średniozwięzłych. *Monografie i Rozprawy* nr 36, Wydawnictwa AGH, Kraków 1995.
82. KRAUZE K., BLASCHKE J.: Metoda oraz programowanie umożliwiające wyznaczenie obciążenia ścianowego kombajnu węglowego. *Górnictwo Odkrywkowe* 3/1994.
83. KRAUZE K.: Urabianie skał kombajnami ścianowymi. „Śląsk” sp. z o.o. *Wydawnictwo Naukowe*, Katowice 2000.
84. LATA CZ J.: Bezlitosne liczby. *Dziennik Zachodni* nr 284 z 6 grudnia 2002.
85. LEBURN M.: Etude theoretique et experimentale de l’abattage mecanique. Application a la conception de machines d’abattage et crusement. *Diss. L’Ecole Nationale Superieure des Mines de Paris* 1978.

86. LISOWSKI A.: Koncentracja produkcji – trwała szansa obniżenia kosztów w górnictwie. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej’ 98. Szczyrk, 23-27 lutego 1998.
87. LOSIAK S.: Ustalenie wpływu kąta wierzchołkowego i bocznej krawędzi tnącej noży wrębowych na opory urabiania węgla. Rozprawa doktorska. AGH, Kraków 1966.
88. LUDLOW J., JANKOWSKI R. A.: Use lower shearer drum speeds to achieve deeper coal cutting. Mining Engineering, March 1984.
89. MAGDA R.: Wytyczne racjonalnego projektowania pól ścianowych. Szkoła Eksploatacji Podziemnej’94, Jastrzębie 1994.
90. MAGDA R., FRANIK T.: Koncentracja wydobywania a koszty utrzymania wyrobisk korytarzowych. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 5/1998.
91. MAHYERA A., LORENTZ J.: Polish hard coal. How can the mines improve their competitive position? Mining Magazine, August 1997.
92. MAZURKIEWICZ T., MEDER A.: Polskie kompleksy ścianowe dużej wydajności. Międzynarodowa konferencja, Zbiór wykładów i referatów, VSB-TU, Ostrava 14-15.05.2003 (Czechy).
93. OPOLSKI T.: Urabianie kaliny węglowej narzędziami skrawającymi. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1970.
94. OPOLSKI T.: Elementy urabiające nowoczesnych maszyn górniczych. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1966.
95. OPOLSKI T.: Maszyny do urabiania i ładowania w kopalniach. Tom II. Maszyny i urządzenia ścianowe. Wydawnictwo Uczelniane Politechniki Lubelskiej, Lublin 1980.
96. PASCHEDAG U., SCHWOLOW G.: Vergleich zweier Messverfahren zur Bestimmung der Zertspanbarkeit von Kohle. Glückauf 17/18, 1991.
97. PENG S., CHIANG H.: Longwall Mining. 1984.
98. POZIN E. Z.: Soprotiwłajemost uglej razruszeniu rjezuszczimi instrumentami. Wydawnictwo Nauka, Moskwa 1972.
99. PROTODIAKONOW Z. S.: Teria gornowo burienia. Gornyj Żurnał 12/19.
100. POMEROY C. D.: The Breakage of Coal by Wedge Action. Colliery Guardian 5388/1964.
101. POTTS I. L.: A study on the Ploughability of Coal, with special reference to the Cleat. Planning Speed and the Influence of Water Infusion Transaction of the Institution of Mining Engineers. Vol. 117, 1957-1958.
102. PURZYŃSKI P., STARZYŃSKI S.: Reforma górnictwa na lata 2003-2006. Gazeta Wyborcza, nr 156.4064, 6-7 lipca 2002.

103. RADZIK B.: Określenie stałych sprężystości materiałów anizotropowych na podstawie pomiarów odkształceń prostopadłościennych próbek ściskanych jednokierunkowo. Praca doktorska, Politechnika Śląska, Gliwice 1982 (praca niepublikowana).
104. RIX F.: Untersuchungen über den Spanwiderstand von spröd-elastischen Gesteinen in Abhängigkeit von der Meißelbreite und der Spantiefe unter besonderer Berücksichtigung des Bruchvorganges. Dissertation, TH Aachen 1971.
105. ROXBOROUGH F. F., RISPIN A.: The mechanical cutting characteristics of the Lower Chalk. Tunnels and Tunneling 1973.
106. ROXBOROUGH F. F.: Cutting rock with picks. Mining Eng. 132 1973.
107. ROXBOROUGH F. F.: The influence of pick shape and some operational factors on the performance of hard rock mining machines. Document de L'Universite de New South Wales.
108. ROXBOROUGH F. F.: Mechanical excavation. Selected papers relating to research in the field of mine mechanization. The University of South Wales 1994.
109. SAKALOGLU E.: Theoretische und Experimentelle Untersuchungen zum Trennwiderstand und zur Spannbildung sprödelastischer Materialien bei Belastung durch Keilmeißel unter besonderer Berücksichtigung der Meißelgeometrie. Dissertation, TH Aachen 1984.
110. SAŁUSTOWICZ A.: Zarys mechaniki górotworu. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1968.
111. SIKORA W., KIDYBIŃSKI A.: Wpływ łupności węgla na opór skrawania. Przegląd Górniczy 9/1964.
112. SIKORA W.: Zależność siły skrawania od prędkości skrawania i innych parametrów technicznych. Mechanizacja Górnictwa 25/1965.
113. SIKORA W., FELS M., SOŁTYSEK K.: Urabialność pokładów węgla Górnos Śląskiego Zagłębia Węglowego. Komunikat GIG nr 692/1978.
114. SIKORA W., SKOCZYŃSKI W.: Wpływ wzmożonych ciśnień górotworu na urabialność węgla. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej Górnictwo z. 145, Gliwice 1988.
115. SIKORA W.: Ściana o wysokiej koncentracji produkcji w perspektywie roku 2000. Nowoczesne techniki i technologie w podziemnej eksploatacji złóż – systemy eksploatacji węgla o dużej koncentracji wydobywania. Szczyrk 1995.
116. SIKORA W.: Zapotrzebowanie mocy w przodkach ścianowych w aspekcie intensyfikacji i koncentracji produkcji. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 1/1997.

117. SIKORA W.: Wpływ koncentracji produkcji na restrukturyzację techniczną polskiego przemysłu węglowego. Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna „Kompleksy ścianowe o dużej koncentracji wydobywania w warunkach technicznej restrukturyzacji polskiego górnictwa”. SITG-CMG”KOMAG”, Gliwice-Szczyrk 1999.
118. SIKORA W.: Techniczne aspekty realizacji reformy górnictwa węgla kamiennego. Materiały konferencyjne: Reforma Polskiego Górnictwa Węgla Kamiennego – Szanse i Zagrożenia, Ustroń 18-19 czerwca 1998.
119. SIKORA W.: Wybrane zagadnienia rozwoju koncentracji produkcji węgla. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 5/1998.
120. SIKORA W., CHELUSZKA P., GIZA T., SOBOTA P., MANN R., OSADNIK J.: Określenie sił i energochłonności urabiania nożami stożkowymi. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2000.
121. SIKORA W.: Rozwój technologii wybierania złóż węgla ścianowego systemami eksploatacji. „KOMTECH 2001”, Szczyrk 6-8.11.2001.
122. SIKORA W.: Prognoza wyposażenia przodków ścianowych w roku 2010. Kierunki mechanizacji górnictwa do 2010 roku. „KOMTECH 2002”, Szczyrk 5-7.11.2002.
123. SIKORA W., JASZCZUK M., SIWIEC J., PENAR Z.: Opracowanie metody obliczeń wzorcowych podstawowych parametrów siłowych maszyn urabiających. Zespół Rzeczoznawców SITG 1987.
124. SIKORA W., KIDYBIŃSKI A.: Energetyczny wskaźnik urabialności. Przegląd Górniczy 12/1964.
125. SOŁOD W. I., ZAJKOW W. I., PIERWOW.: Gornyje maszyny i awtomatizyrowannyye komplekxy. Nedra, Moskwa 1981.
126. SURMA A.: Dobór maszyn i technologii urabiania węgla trudnoskrawalnych na bazie doświadczeń ruchowych KWK „Wesoła”. I Międzynarodowa Konferencja „Techniki Urabiania 2001”, Kraków–Krynica 2001.
127. SZYMCZYK B., PASZEK P.: Organy urabiające ścianowych kombajnów węglowych. Konstrukcja, ważniejsze prace badawcze. Maszyny Górnicze nr 2/20 1988.
128. SZUŚCIK W., TRONT A., BIAŁY W.: Opracowanie metodyki badań i pomiarów laboratoryjnych nad skrawalnością węgla z uwzględnieniem zakresu możliwych ciśnień występujących w różnych warunkach górnictwo-geologicznych. Prace Zespołu Zastosowań Mechaniki w Górnictwie IMG. Biblioteka IMG Politechniki Śląskiej, Etap I - 1974 (praca niepublikowana).

129. SZUŚCIK W., TRONT A., BIAŁY W.: Opracowanie metodyki badań i pomiarów laboratoryjnych nad skrawalnością węgla z uwzględnieniem zakresu możliwych ciśnień występujących w różnych warunkach górnictwo-geologicznych. Prace Zespołu Zastosowań Mechaniki w Górnictwie IMG. Biblioteka IMG Politechniki Śląskiej, Etap II - 1975 (praca niepublikowana).
130. SZUŚCIK W., TRONT A., BIAŁY W.: Optymalny dobór parametrów urabiania w oparciu o wyniki badań skrawalności węgla. Praca NB-221/RG-2/76 1976 (praca niepublikowana).
131. SZUŚCIK W., TRONT A., BIAŁY W.: Optymalny dobór parametrów urabiania w oparciu o wyniki badań skrawalności węgla. Praca NB-221/RG-2/76 1977 (praca niepublikowana).
132. SZUŚCIK W., TRONT A., BIAŁY W.: Optymalny dobór parametrów urabiania w oparciu o wyniki badań skrawalności węgla. Praca NB-221/RG-2/76 1978 (praca niepublikowana).
133. SZUŚCIK W., TRONT A., BIAŁY W.: Optymalny dobór parametrów urabiania w oparciu o wyniki badań skrawalności węgla. Praca NB-221/RG-2/76 1980 (praca niepublikowana).
134. ŚCIESZKA S., FILIPOWICZ K.: Materiały na narzędzia górnicze. Nowe trendy w technice badań. Monografie, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2001.
135. TRONT A.: Badania nad stosowaniem wskaźnika skrawalności dla potrzeb lokalizacji i prognozowania parametrów ścianowych maszyn urabiających w Zagłębiu Górnos Śląskim. Praca doktorska, Politechnika Śląska Gliwice 1980 (praca niepublikowana).
136. WRÓBEL A.: Kształtowanie się kosztów rodzajowych w centrach kosztowych w latach 1999-2001 w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. Wiadomości Górnicze 2/2003.
137. VALANTIN A.: Machine a attaque ponctuelle. Etude des pics de la mairietta. Revue de L'Industrie Minerale 44, 1961.
138. VAŠEK J.: Vliv projevu horských tlaku na pluhovatelnost uhelne hmoty. Zprava c. 105 1972.
139. VAŠEK J.: Teoretický výzkum silových dynamických projevů při rozpojování hornin řeznými nástroji. Závěrečná zpráva VVUU, Ostrava-Radvanice 1983.
140. VAŠEK J., SLAVIK J., GONDEK H.: Analiza poprawy pracy organów urabiających kombajnów chodnikowych i ścianowych przy pomocy modelowania matematycznego. Zbiór referatów XVII Sympozjonu Modelowanie w Mechanice, Wisła 1988.



141. Program rządowy „Reforma górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 1998-2002” przyjęty przez Radę Ministrów RP w dniu 30.06.1998 r. Warszawa 1 lipca 1998 r. Wydawnictwo „Wiadomości Górnicze” sp. z o. o., Katowice 1998.
142. Ustawa z dnia 26 listopada 1998 „O dostosowaniu górnictwa węgla kamiennego do funkcjonowania w warunkach gospodarki rynkowej oraz szczególnych uprawnieniach i zadaniach gmin górniczych”. DzU Nr 162, poz. 1112.
143. Korekta programu rządowego „Reforma górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 1998-2002” przyjęta przez Radę Ministrów RP w dniu 21.12.1999 r., Warszawa 1999. Ministerstwo Gospodarki. Wydawnictwo „Wiadomości Górnicze” sp. z o. o., Katowice 2000.
144. Trybuna Górnicza, Tygodnik nr 51(432)/2002.
145. Monitorowanie reformy górnictwa węgla kamiennego. Informacja dla Komitetu Sterującego o przebiegu realizacji reformy górnictwa węgla kamiennego – sprawozdanie roczne za 1998 r., 1999 r., 2000 r., 2001 r. Państwowa Agencja Restrukturyzacji Górnictwa Węgla Kamiennego SA w Katowicach.
146. Efekty realizacji rządowego programu reformy górnictwa węgla kamiennego w latach 1998-2000, Ministerstwo Gospodarki, Warszawa 2001.
147. Opracowanie metody określania wskaźnika skrawalności węgla dla potrzeb mechanizacji kopalń. Sprawozdanie ZKMPW 1974 (praca niepublikowana).
148. Metodika OCT 12.47.001-73. Kombajny oczyszczające. Wybor paramietrow i rasczot sil riezaniija i podaczi na ispołnitelnych organach. Moskwa 1973.
149. Programovy systém SDK. VVUU, Ostrava-Radvanice 1983.
150. Bureau of mines – United States Department of the Interior. A Minerals Research contract report. April 1981.

# EMPIRYCZNE PROGNOZOWANIE MOCY ŚCIANOWYCH KOMBAJNÓW BĘBNOWYCH

## Streszczenie

Uzyskanie założonych parametrów techniczno-ekonomicznych jest warunkiem powodzenia reformy polskiego górnictwa węglowego. Jednym z tych parametrów jest wysoka koncentracja wydobywania, na którą to ma wpływ wiele czynników. Jednym z nich (bardzo istotnym) jest prawidłowe rozcznienie złoża, które jest (będzie) eksploatowane, i opisanie go za pomocą odpowiednich parametrów.

Takim parametrem są właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej opisane za pomocą wskaźnika urabialności.

W procesie urabiania pokładów węgla maszynami pracującymi na zasadzie skrawania istotną rolę odgrywa stan naprężenia w przyczołowej (urabianej) strefie pokładu determinując urabialność w tej strefie, a który jest wynikiem ciśnienia eksploatacyjnego generowanego przez skały stropowe. Zakłada się, że w czole ściany węglowej występują składowe główne stanu naprężenia  $\sigma_3 = \sigma_z$ , składowa pozioma  $\sigma_2 = \sigma_x$  oraz  $\sigma_1 = \sigma_y = 0$  (stan taki nazywamy płaskim lub poprawniej dwukierunkowym). W związku z powyższym uważa się, że maszyny urabiające na zasadzie skrawania pracują w dwukierunkowym stanie naprężenia o składowych głównych  $\sigma_3 = \sigma_z$ ,  $\sigma_2 = \sigma_x$  oraz  $\sigma_1 = \sigma_y = 0$  oraz dwukierunkowym stanie odkształcenia ( $\epsilon_1 = \epsilon_z$ ,  $\epsilon_2 = \epsilon_y$ ,  $\epsilon_3 = \epsilon_x = 0$ ).

Naprężenia występujące w caliznie węglowej powodują powstawanie strefy spękań ułatwiającej urabianie. Z punktu widzenia efektywności urabiania węgla jest to zjawisko korzystne mające bezpośredni wpływ na urabialność, które można osiągnąć poprzez zmniejszenie podporności obudowy zmechanizowanej w warunkach danego przodka ścianowego, a także sposobu kierowania stropem.

Proces mechanicznego urabiania węgla i towarzyszący temu ciągły rozwój wdrażanych do ruchu maszyn i systemów mechanicznego urabiania dla uzyskania wysokiej koncentracji wydobywania wymaga stosowania dokładniejszych metod określania właściwości mechanicznych urabianej calizny węglowej uwzględniających zastosowaną technikę (sposób) urabiania oraz warunki górnictwo-geologiczne, w których ten proces się odbywa.

W badaniach podstawowych (urabianie pojedynczym nożem) poszukujemy korelacji pomiędzy parametrami skrawania, narzędziem, właściwościami mechanicznymi urabianej calizny a oporami (siłami) urabiania.

Jak dotąd najlepsze wyniki uzyskano mierząc opory urabiania bezpośrednio w pokładzie, czy też na stanowisku badawczym. Tak wyznaczonymi wielkościami charakteryzuje się właściwości mechaniczne calizny węglowej.

Podstawą metody badań było przyjęcie modelu odwzorowującego rzeczywisty charakter pracy maszyn urabiających na zasadzie skrawania oraz zmian, jakie mogą wystąpić w wyniku celowych zmian warunków górniczo–geologicznych wpływających na kształtowanie się ciśnienia eksploatacyjnego reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z$  stanu naprężenia. Wyznaczone zostały wartości sił  $P_{ssr}$  (opory urabiania), potrzebne do urabiania przy różnych stanach naprężenia węgla w celu wyznaczenia wartości wskaźnika urabialności.

Wyznaczenie tych wartości pozwala na określenie zmian oporów urabiania (reprezentowanych przez wskaźnik urabialności) w funkcji składowej pionowej  $\sigma_z$  stanu naprężenia (ciśnienia eksploatacyjnego) zależnych od zmieniających się warunków górniczo–geologicznych.

Na podstawie przeprowadzonych badań można stwierdzić, że kierunek, zwrot urabiania oraz stan naprężenia w strefie zabioru maszyny urabiającej pracującej na zasadzie skrawania, reprezentowanego przez składową pionową  $\sigma_z$  ciśnienia eksploatacyjnego ma bardzo istotny wpływ na wartość wskaźnika urabialności  $A$  oraz kąt bocznego rozkruszenia  $\psi$ .

Z przeprowadzonych badań tak „in situ”, jak i laboratoryjnych wynika, że wartość wskaźnika urabialności  $A$  jest bardzo ściśle związana z kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$  i zmienia się w szerokich granicach w zależności od materiału węglowego. Dlatego też uwzględniając ten fakt wprowadzono wartość kąta bocznego rozkruszenia  $\psi$  do wzoru na wskaźnik urabialności  $A$  i wyznaczono wskaźnik urabialności  $A_\psi$ , w którym opory urabiania odnosi się do rzeczywistego przekroju bruzdy skrawu pomiarowego, czyli dokładniej opisujemy właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego.

Innym charakterystycznym wskaźnikiem opisującym węgiel zalegający w pokładzie jest wytrzymałość na jednokierunkowe ściskanie  $R_c$ . Jak wynika z przeprowadzonych badań „in situ” tak w warunkach rzeczywistych, jak i na stanowisku badawczym, pomiędzy wskaźnikiem urabialności a wytrzymałością na jednokierunkowe (jednoosiowe) ściskanie  $R_c$  wyznaczoną dwoma różnymi, niezależnymi metodami występuje ścisła zależność, dlatego proponuje się w klasyfikacji polskich węgla uwzględnić również wartości  $R_c$ .

Przeprowadzono również analizę pracy głowicy urabiającej dla kombajnu typu KWB oraz KGS. Do osiągnięcia tego celu został opracowany specjalistyczny program, pozwalający wyznaczyć:

- powierzchnie wyłomu dla poszczególnych noży;
- długości linii odspajania dla poszczególnych noży;
- schemat urabiania;
- wartości sił i momentów sił, jakie mogą wystąpić w trakcie urabiania.

Uzyskane w ten sposób wartości sił i momentów sił pozwalają prześledzić zmienną pracę organu urabiającego w trakcie jego pełnego obrotu, czyli „dynamikę” procesu urabiania. Jednocześnie wyznaczone zostały rzeczywiste powierzchnie wyłomu dla poszczególnych noży, które pozwalają zobrazować chwilowe obciążenia przypadające na poszczególne noże w trakcie procesu urabiania.

Analiza schematu procesu skrawania głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego (KWB-3RDU, KGS-320) prowadzi do wniosku, że charakterystycznym parametrem określającym kształt przekroju bruzdy skrawu jest linia odspajania. Długość jej jest ściśle związana z głębokością skrawu  $g$  oraz kątem bocznego rozkruszenia  $\psi$ , na wartość której mają wpływ właściwości mechaniczne urabianego materiału (węgla).

Zależność ta posłużyła do wyznaczenia nowego wskaźnika urabialności, który ściśle i jednoznacznie wiąże właściwości mechaniczne urabianej calizny węglowej z oporami urabiania. Na tej podstawie wyznaczono wskaźnik urabialności  $WU_B$ , który przedstawia się następująco:

$$WU_B = \frac{P_{ssr}}{b_z + 2g\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \psi}}$$

Następnym parametrem, jaki został wyznaczony, jest teoretyczna energochłonność procesu urabiania SE, którą to wielkość wyznaczono uwzględniając rzeczywisty stan naprężenia (i odkształcenia) reprezentowany przez składową pionową  $\sigma_2 = \sigma_3$ , jaki występuje na czole ściany węglowej. Wielkość ta została wyznaczona dwoma różnymi metodami i porównana z wielkościami uzyskanymi z badań „in situ” przeprowadzonymi przez CMG „KOMAG”. W wyniku przeprowadzonych pomiarów stwierdzono, że zależność pomiędzy wskaźnikiem urabialności  $WU_B$  a energochłonnością procesu urabiania ( $E_{U, \text{KOMAG}}$ ,  $E_U$ ) oraz teoretyczną energochłonnością procesu urabiania SE ma charakter liniowy i to niezależnie od sposobu („in situ”, stanowisko badawcze) wyznaczania tych wielkości. W związku z tym, na

stanowisku badawczym uwzględniając rzeczywisty stan naprężenia i odkształcenia można z dużym prawdopodobieństwem wyznaczyć teoretyczną (przewidywaną) energochłonność procesu urabiania SE.

Wzór na teoretyczną (przewidywaną) energochłonność procesu urabiania, uwzględniającą właściwości mechaniczne urabianego materiału węglowego, wyznaczoną na stanowisku badawczym na próbkach węgla pobranych z miejsca lokalizacji ścianowego kombajnu bębnowego (w ścianie istniejącej lub przygotowywanej do eksploatacji) w rzeczywistym stanie naprężenia i odkształcenia po uwzględnieniu współczynników teoretycznej energochłonności  $W_E$ , wynosi:

$$SE = W_E \left[ \frac{WU_B [2(1 + \sqrt{1 + tg^2 \psi})]}{2 + tg \psi} \right]$$

Przy uwzględnieniu teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania nowa klasyfikacja polskich pokładów węglowych przedstawia się następująco:

**Nowa klasyfikacja polskich węgla wg trudności urabiania z uwzględnieniem teoretycznej energochłonności procesu urabiania**

$\frac{WU_B}{\left[ \frac{kN}{cm} \right]}$	<i>Kruche</i> $W_k$	<i>Twarde</i> $W_t$	<i>B. twarde</i> $W_{bt}$	<i>SE</i> [MJm <sup>-3</sup> ]	$R_c$ [MPa]	<i>Stopień trudności urabiania</i>	<i>Moc kombajnu</i> [kW]
< 0,20	I	-	-	< 1,22	< 12	łatwo urabialny	małej mocy do 400
0,20 ÷ 0,65	-	II	-	1,22 ÷ 2,25	12 ÷ 22	średnio urabialny	średniej mocy 400-700
> 0,65	-	-	III	> 2,25	> 22	trudno urabialny	dużej mocy powyżej 700

Powyższy - czytelny i precyzyjny podział pozwala jednoznacznie przypisać węgle do odpowiedniej kategorii, co ma bardzo istotne znaczenie przy prawidłowym doborze ścianowych kombajnów bębnowych do rzeczywistych warunków występujących w naszym górnictwie węgla kamiennego.

Zaproponowana nowa metoda wyznaczania teoretycznej (przewidywanej) energochłonności procesu urabiania pozwoli na szybkie przeprowadzenie analizy prawidłowości lokalizacji ścianowych kombajnów bębnowych do istniejących warunków górnictwo-geologicznych.

# EMPIRICAL LONGWALL TUMBLE HEADING MACHINES POWER PROGNOSIS

## Abstract

Polish coal mining industry reorganization will succeed when assumed technical and economic parameters are met. High production concentration, which is influenced by many factors, is one of the parameters. Proper exploited coal deposit discernment and characterization with specific parameters is a very important factor.

During coal layer mining with application of cutting mining machines the stress state in heading (mined) region, as a result of exploitation pressure generated by roof rocks, is an important factor determining the mineability in this area. It is assumed that main components of the stress state  $\sigma_3 = \sigma_z$ , horizontal component  $\sigma_2 = \sigma_x$  and  $\sigma_1 = \sigma_y = 0$  (this state is called plane or more exactly bi-directional) occur in the head of the longwall. Resulting from the above the cutting mining machines operate in bi-directional stress state with main components  $\sigma_3 = \sigma_z$ ,  $\sigma_2 = \sigma_x$  and  $\sigma_1 = \sigma_y = 0$ , and bi-directional deformation state ( $\varepsilon_1 = \varepsilon_z$ ,  $\varepsilon_2 = \varepsilon_y$ ,  $\varepsilon_3 = \varepsilon_x = 0$ ).

The stress that occurs in the solid coal results in formation of fracturing area enabling the mining. From the mining efficacy point of view this is a positive effect with direct influence on mineability, which can be obtained by mechanical bearing diminishing in given longwall front and roof directing method.

In order to obtain high production concentration, mechanical coal mining process concomitant with constant development of introduced machinery and mechanical mining systems requires application of more exact methods of mechanical properties of the mined coal determination considering the mining technique (method) applied and geological-mining conditions in the working area. In basic tests (single knife mining) we search for correlation among cutting parameters, tool, mechanical properties of the mined coal and mining resistances (forces).

So far the best results were obtained by mining resistance measurement directly in the seam or in the test bed and these obtained values were characterizing its mechanical properties.

The ground for this research method was application of model representing the real mode of cutting mining machines action and changes that might occur as a result of

intentional changes of mining-geological conditions influencing the exploitation pressure formation represented by vertical component  $\sigma_z$  of the stress state. In order to determine the mineability index values of  $P_{ssr}$  forces (mining resistances) necessary for mining at various coal stress states have been determined.

Determination of these values allows characterizing the mining resistance variations (represented by mineability index) as a function of vertical component  $\sigma_z$  of the stress state (exploitation pressure) depending on varying mining-geological conditions.

· Based upon the tests performed it can be stated that mining direction and turn as well as the stress state within the cutting mining machine working area represented by vertical component  $\sigma_z$  of the exploitation pressure has a very strong influence on mineability index value and side-crumble angle  $\psi$ . The results of the performed tests, both "in situ" and laboratory, allow to conclude that mineability index  $A$  value is strongly correlated with side-crumble angle  $\psi$  and varies in wide ranges depending on the coal material. Therefore considering this fact the side crumble angle value  $\psi$  was introduced into the mineability index  $A$  equation and mineability index  $A_\psi$  was determined where mining resistances are related to the real shape of the measuring cut groove leading to exact characterization of mechanical properties of the mined coal.

· Another characteristic factor describing the coal lying in the seam is resistance to uni-axial compression  $R_c$ . As a result of performed "in situ" tests both in real conditions and on the test bed there is a strong correlation between the mineability index and uni-axial (uni-directional) compression resistance  $R_c$  which was determined with two, independent methods- therefore  $R_c$  values should be introduced into Polish coal classification.

· The analysis of mining head mode of action for KWB and KGS mining machines was also performed. In order to meet this purpose a specialist computer program has been developed which allows determining:

- working areas of selected knives;
- length of loosening line for selected knives;
- working scheme;
- forces and moments values that might occur during mining.

Forces and moments values obtained in this way allow to follow the variable mining organ's mode of action during its full turn, i.e. the mining process dynamics. Simultaneously determined real working areas of the selected knives, loosening lines allow visualizing the instant loads of the selected knives during the mining process.

Analysis of the cutting process scheme with the mining head of the longwall tumble heading machine (KWB-3RDU, KGS-320), leads to conclusion that the characteristic parameter determining the shape of the cutting groove is the loosening line. The length of this line is strongly correlated with depth of the cut  $g$  and side-crumble angle  $\psi$ , which size is determined by mechanical properties of the mined material (coal). This correlation allowed for determination of a new mineability index that strictly and explicitly correlates the mechanical properties of the mined solid coal with mining resistances. The mineability index  $WU_B$  was then determined which is defined as follows:

$$WU_B = \frac{P_{ssr}}{b_z + 2g\sqrt{1 + tg^2\psi}}$$

Another determined parameter is energy consumption of the mining process which was calculated with consideration of the real stress (and deformation) state represented by vertical component  $\sigma_z = \sigma_3$ , which occurs in the head of the coal wall. This magnitude was determined with two various methods and compared to values obtained from the "in situ" tests performed by CMG „KOMAG". As a results of tests performed the correlation between mineability index  $WU_B$ , and energy consumption of the mining process ( $E_{U, KOMAG}$ ,  $E_U$ ,  $SE$ ) was found be linear independently from the mode ("in situ", test bed), of the value determination. Therefore regarding the real stress and deformation state the accurate energy consumption  $SE$  of the mining process can be determined on the test bed with high probability.

The equation describing the predicted energy consumption of the mining process with regard to the mechanical properties of the mined coal determined on the test bed with use of the coal samples obtained from the longwall tumble heading machine seat (in the existing or planned for exploitation coal wall) in a real stress and deformation state after considering the energy consumption factors is following:

$$SE = W_E \left\{ \frac{WU_B [2(1 + \sqrt{1 + tg^2\psi})]}{2 + tg\psi} \right\}$$

With consideration of the predicted energy consumption of the mining process the new classification of Polish coal seams is as follows:



**New classification of Polish coals with regard to mineability  
and predicted energy consumption of the mining process**

$\frac{WU_B}{\left[\frac{kN}{cm}\right]}$	<i>Brittle</i> $W_k$	<i>Hard</i> $W_t$	<i>Very hard</i> $W_{bt}$	$SE$ $[MJm^{-3}]$	$R_c$ [MPa]	<i>Mineability</i>	<i>Machine power</i> [kW]
< 0,20	I	-	-	< 1,22	< 12	Easy mineable	low output up to 400
0,20 ÷ 0,65	-	II	-	1,22 ÷ 2,25	12 ÷ 22	Mean mineable	mean output 400-700
> 0,65	-	-	III	> 2,25	> 22	Hard mineable	high output over 700

The above – clear and precise distribution allows to univocally attribute the coal to the right category which has an important meaning in proper selection of longwall tumble heading machines to the real conditions occurring in our coal mining industry.

The new proposed method of energy consumption of the mining process determination will allow for fast analysis of proper situation of the longwall tumble heading machines in the real mining-geological conditions.

**WYDAWNICTWO POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ**  
**ul. Akademicka 5, 44-100 Gliwice; tel. (0-32) 237-13-81**  
**<http://wydawnictwo.polsl.pl>**

**Sprzedaż i Marketing**  
tel. (0-32) 237-18-48  
[wydawnictwo\\_mark@polsl.pl](mailto:wydawnictwo_mark@polsl.pl)

---

Nakł. 100+50	Ark. wyd. 12	Ark. druk. 11	Papier offset. 70x100,80g
Oddano do druku 9.02.2005 r.	Podpisano do druku 9.02.2005 r.		Druk ukończ. w lutym 2005 r.

---

Wydrukowano w Zakładzie Graficznym Politechniki Śląskiej w Gliwicach, ul. Kujawska 1  
zam. 67/05

## **Książki Wydawnictwa można nabyć w księgarniach**

### **GLIWICE**

- ◆ Punkt Sprzedaży – ul. Akademicka 2 (237-17-87)
- ◆ „FORMAT” – Akademicka 5 (architektura i budownictwo)
- ◆ „LAMBDA” – ul. Akademicka 2 (237-21-40)
- ◆ Punkt Sprzedaży – ul. Akademicka 16 (automatyka, elektronika, informatyka)
- ◆ „ŻAK” – ul. Kaszubska

### **RYBNIK**

- ◆ „ORBITA” – ul. Rynek 12
- ◆ „NEMEZIS” – ul. Hallera 26

### **ŁÓDŹ**

- „POLITECHNIKA 100” – ul. Żeromskiego 116 PŁ.
- Hurtownia „BIBLIOFIL” – ul. Jędrzejowska 9a (042) 679-26-77

### **KATOWICE**

- ◆ Punkt Sprzedaży – ul. Krasińskiego 8
- ◆ Hurtownia „DIK” – ul. Dulęby 7 (032) 204-82-30
- ◆ Hurtownia „JERZY” – ul. Słoneczna 24 (258-99-58)

### **TYCHY**

- ◆ „I Ja Tours” - ul. Piłsudskiego 10 (217-00-91 w.130)

### **ZABRZE**

- ◆ Punkt Sprzedaży – ul. Roosevelta 26

### **KRAKÓW**

- ◆ Techniczna – ul. Podwale 4 (012) 422-48-09
- ◆ Punkt Sprzedaży WND – AGH, Al. Mickiewicza 30

### **GDAŃSK**

- ◆ EKO-BIS – ul. Dyrekcyjna 6 (058) 305-28-53

### **WARSZAWA**

- ◆ Studencka – Pl. Politechniki 1 (022) 628-77-58
- ◆ Techniczna - ul. Kaliskiego 15 (022) 666-98-02
- ◆ Techniczna – ul. Świętokrzyska 14
- ◆ MDM – ul. Piękna 31

### **BIALYSTOK**

- ◆ Dom Książki (Księgarnia 84) – ul. Wiejska 45 c

### **POZNAŃ**

- ◆ Księgarnia „POLITECHNIK” – ul. Piotrowo 3 (061) 665-23-24
- ◆ Księgarnia Techniczna – ul. Półwiejska 28 (061) 659-00-38

### **NOWY SĄCZ**

- ◆ Księgarnia „ATOM” – ul. Hoffmanowej 3 (018) 446-08-72

**Wydawnictwo Politechniki Śląskiej**  
44-100 Gliwice, ul. Akademicka 5  
tel./fax (0-32) 237-13-81  
<http://wydawnictwo.polsl.pl>  
**Sprzedaż i Marketing:**  
tel. (0 32) 237-18-48,  
e-mail: [wydawnictwo\\_mark@polsl.pl](mailto:wydawnictwo_mark@polsl.pl)