

ZESZYTY NAUKOWE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ

**PRACA ZBIOROWA POD REDAKCJĄ
WŁODZIMIERZA SIKORY**

LOKOWANIE ODPADÓW GÓRNICZYCH I ELEKTROWNIANYCH W KOPALNIACH



50 - LECIE
POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ

GÓRNICTWO

Z. 224

**GLIWICE
1995**

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 1274

**PRACA ZBIOROWA POD REDAKCJĄ
WŁODZIMIERZA SIKORY**

**LOKOWANIE ODPADÓW GÓRNICZYCH
I ELEKTROWNIANYCH W KOPALNIACH**

**Autorzy: Henryk HAWRYŁAK, Jan PALARSKI, Włodzimierz SIKORA,
Marian DOLIPSKI, Aleksander LUTYŃSKI, Marek JASZCZUK,
Andrzej LASMANOWICZ, Piotr ŁUŻYŃIECKI, Jan SIWIEC,
Piotr SOBOTA, Piotr CHELUŠZKA, Jan OSADNIK**



50 - LECIE
POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ

GLIWICE

1995

OPINIODAWCY

Dr hab. inż. Maciej Mazurkiewicz
Doc. dr inż. Wojciech Szepietowski

KOLEGIUM REDAKCYJNE

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

REDAKCJA

Mgr Roma Łoś

REDAKCJA TECHNICZNA

Alicja Nowacka

Wydano za zgodą
Rektora Politechniki Śląskiej

PL ISSN 0372-9508

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

Nakł. 150+55 Ark. wyd. 14 Ark. druk. 14,75 Papier offset. kl. III 70x100, 80g
Oddano do druku 24.04.95 Podpis. do druku 24.04.95 Druk ukończ. w maju 1995
Zam. 131/95 Cena zł 5.60 (56.000,-)

Fotokopie, druk i oprawę

wykonano w Zakładzie Graficznym Politechniki Śląskiej w Gliwicach

SPIS TREŚCI

1. Wstęp.....	13
2. Bilans odpadów górniczych i energetycznych.....	15
2.1. Odpady górnicze.....	15
2.1.1. Kopalnie węgla kamiennego.....	15
2.1.2. Kopalnie węgla brunatnego.....	31
2.2. Odpady elektrowniane.....	35
2.2.1. Spalanie węgla kamiennego.....	35
2.2.2. Spalanie węgla brunatnego.....	37
3. Bilans wolnych przestrzeni w podziemiach kopalń węgla kamiennego.....	41
3.1. Określenie wielkości pustych przestrzeni w czynnych wyrobiskach eksploatacyjnych.....	42
3.2. Określenie możliwości lokowania odpadów w wyrobiskach korytarzowych podlegają- cych likwidacji.....	48
4. Selektywne wybieranie węgla kamiennego i skał otaczających.....	56
4.1. Stan prac badawczych nad czujnikiem węgiel-skała...	58
4.2. Wyrobiska korytarzowe drażone samodzielnie.....	66
4.2.1. Wyrobiska korytarzowe drażone wąskim przodkiem.....	67
4.2.2. Wyrobiska korytarzowe drażone szerokim przodkiem.....	72

4.3. Wyrobiska ścianowe.....	76
4.4. Wyrobiska korytarzowe drażone łącznie z robotami wybierkowymi.....	85
5. Mechanizacja lokowania odpadów w kopalniach głębinowych.....	92
5.1. Podszadzka samozestalająca.....	92
5.2. Wypełnianie pustek poeksploatacyjnych.....	102
5.3. Doszczelnianie starych zrobów.....	110
5.4. Rekonsolidacja gruzowiska zawałowego.....	115
5.5. Pneumatyczne układy transportowe systemu POLKO.....	119
5.6. Wykorzystanie łupku powęglowego do podszadzki.....	123
6. Systemy transportowe odpadów w kopalniach głębinowych..	126
6.1. Systemy z konwencjonalnymi środkami transportu.....	127
6.2. Hydrotransport odpadów w kopalniach.....	132
6.3. Pneumotransport odpadów w kopalniach.....	141
6.4. Transport mieszaniny odpadów w kopalniach.....	144
6.5. Transport grawitacyjny odpadów w kopalniach.....	148
6.6. Uwagi końcowe o istniejących systemach transportu odpadów.....	148
6.7. Koncepcje prac w zakresie transportu odpadów w kopalniach głębinowych.....	151
7. Nowe technologie i nowe maszyny do lokowania kamienia w wyrobiskach kopalń podziemnych.....	156
7.1. Nowe technologie lokowania kamienia	156
7.2. Pole możliwych rozwiązań maszyn do lokowania kamienia w wyrobiskach ścianowych i wyrzutników kamienia.....	163

7.2.1. Koncepcje maszyn lokujących kamień bezpo- średnio na spąg w wyrobiskach ścianowych.....	165
7.2.2. Koncepcje wyrzutników kamienia.....	175
8. Utylizacja surowców nadkładowych i popiołów lotnych w górnictwie i energetyce węgla bruntanego.....	194
9. Problemy zagospodarowania wyrobisk i zwałowisk kopalń odkrywkowych.....	207
10. Wnioski.....	214
Literatura.....	219

CONTENTS

1. Introduction	13
2. Balance of waste material from the mining and power industry	15
2.1. Mining waste material	15
2.1.1. Coal mines	15
2.1.2. Lignite mines	31
2.2. Waste material from electric power stations	35
2.2.1. Combustion of hard coal	35
2.2.2. Combustion of lignite	37
3. Balance of free spaces in underground coal mines	41
3.1. Determination of the sizes of empty spaces in operating longwall face workings	42
3.2. Determination of the possibilities of location of waste material in dog headings to be liquidated ...	48
4. Selected hard coal and adjacent rock winning	56
4.1. State of research work on the coal-rock sensor ...	58
4.2. Independently driven dog headings	66
4.2.1. Dog headings driven in the system with the narrow forehead	67
4.2.2. Dog headings driven in the system with the wide forehead	72

4.3. Longwall face workings	76
4.4. Dog headings driven in the course of winning operations	85
5. Mechanization of waste material disposal operations in deep underground mines	92
5.1. Self solidifying packing material	92
5.2. Filling of post-mining voids	102
5.3. Additional packing of old abandoned workings	110
5.4. Reconsolidation of the caving rubble	115
5.5. Pneumatic transport systems POLKO	119
5.6. Utilization of the post carbonaceous shale as a packing material	123
6. Transport systems of waste materials in deep underground mines.....	126
6.1. Systems with classic transport means	127
6.2. Hydraulic transport of waste material in mines ...	132
6.3. Pneumatic transport of waste material in mines ...	141
6.4. Mixed transport of waste material in mines	144
6.5. Gravitational transport of waste material in mines.....	148
6.6. Final remarks on existing systems of waste material transport	148
6.7. Ideas on works concerning the transport of waste material in deep underground mines	151
7. New methods and new machines for stone location in excavations of underground mines	156
7.1. New methods of stone location	156

7.2. New solutions of machines for the location of stone in longwall face workings and of stone ejectors	163
7.2.1. Ideas on machines for the location of stone directly on the floor in longwall face workings	165
7.2.2. Ideas of stone ejectors	175
8. Utilization of overburden raw material and of flue dust in the lignite mining and power industry	194
9. Problems of management of excavations and dumping grounds in open pit mines	207
10. Conclusions	214
References	219

СОДРЖАНИЕ

1. Введение	13
2. Балланс горных и энергетических отходов	15
2.1. Горные отходы	15
2.1.1. Каменноугольные шахты	15
2.1.2. Карьеры бурого угля	31
2.2. Отходы с электростанций	35
2.2.1. Сжигание каменного угля	35
2.2.2. Сжигание бурого угля	37
3. Балланс свободного пространства в каменноугольных шахтах	41
3.1. Определение величины пустого пространства в действующих выработках	42
3.2. Определение возможности размещения отходов в ликвидируемых капитальных выработках	48
4. Селективная выемка каменного угля и окружающих пород	56
4.1. Состояние работ над датчиками уголь-порода	58
4.2. Проходка капитальных выработок	66
4.2.1. Проходка выработок узким забоем	67
4.2.2. Проходка выработок широким забоем	72
4.3. Лавы	76
4.4. Проходка выработок совместно с выемкой угля	85

5.	Размещение отходов в каменноугольных шахтах	92
5.1.	Самоцементирующая закладка	92
5.2.	Заполнение отработанного пространства	102
5.3.	Уплотнение отработанного пространства	110
5.4.	Реконсолидация завального груза	115
5.5.	Пневматические транспортные системы типа ПОЛЬКО	119
5.6.	Использование сланцов в закладке	123
6.	Системы транспортировки отходов в каменноугольных шахтах	126
6.1.	Системы с классическими средствами транспортировки	127
6.2.	Гидротранспортировка отходов в шахтах	132
6.3.	Пневмотранспортировка отходов в шахтах	141
6.4.	Транспортировка в шахтах смеси отходов	144
6.5.	Гравитационная транспортировка отходов в шахтах	148
6.6.	Замечания об существующих системах транспортировки	148
7.	Новые технологии и новое оборудование для размещения отходов в подземных выработках	156
7.1.	Новые технологии размещения отходов	156
7.2.	Новые решения оборудования для размещения породы в выемочных забоях и метателей породы	163
7.2.1.	Концепция оборудования для сбрасывания породы на почву в лавах	165
7.2.2.	Концепция метателей породы	175

8. Утилизация вскрыши и летучих шлаков в угольной промышленности и энергетике на буром угле	194
9. Проблемы использования выработок и отвалов в карьерах	207
10. Выводы	214
Литература	219

1. WSTĘP

Ochrona środowiska naturalnego na terenie Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego ze względu na występujące zagrożenie ekologiczne wynikające z koncentracji szczególnie uciążliwego przemysłu oraz dotychczasowe zaniedbania w tym zakresie urastają obecnie do problemu podstawowego, warunkującego dalszy rozwój tego rejonu kraju.

Wśród zagadnień dotyczących tego problemu szczególnego znaczenia nabiera zagospodarowanie odpadów przemysłowych, a w szczególności odpadów górniczych i energetycznych, które stanowią ponad 80% odpadów przemysłowych powstających na tym obszarze. Odpady te składowane dotychczas w głównej mierze na zwalówiskach powierzchniowych nad- i podziemnych nie tylko zajmują znaczne powierzchnie terenu, które mogłyby być wykorzystane dla celów rolniczych lub urbanistycznych, ale równocześnie degradują środowisko naturalne poprzez przenikanie do gleby i wód gruntowych w wyniku rozpadu i oddziaływania czynników atmosferycznych różnych związków chemicznych nie zawsze obojętnych pod względem ekologicznym.

Problem wykorzystania i zagospodarowania odpadów górniczych i energetycznych nie jest zagadnieniem nowym, wymaga jednak ciągłej aktualizacji, tzn. rozpoznawania kierunków zagospodarowania i tworzenia nowych technologii ich wykorzystania na potrzeby gospodarki.

Zagospodarowanie odpadów górniczych i energetycznych poprzez lokowanie w podziemnych wyrobiskach górniczych realizowane jest głównie przez podsadzanie hydrauliczne i pneumatyczne (odpady górnicze) oraz doszczelnianie zawału, izolowanie pól pożarowych, wykonywanie pasów podsadzkowych (drobnofrakcyjne odpady energetyczne).

Problem polega na opracowaniu technologii i środków technicznych pozwalających na zwiększenie udziału odpadów przemysłowych w procesie likwidacji pustek poeksploatacyjnych i nieczynnych wyrobisk górniczych.

2. BILANS ODPADÓW GÓRNICZYCH I ENERGETYCZNYCH

2.1. ODPADY GÓRNICZE

2.1.1. Kopalnie węgla kamiennego

Problem zagospodarowania odpadów powstałych w resorcie górnictwa i energetyki ma szczególnie doniosłe znaczenie ze względu na duże zanieczyszczenie urobku węglowego i niewielki stopień ich dalszego wykorzystania, co sprawia, że bardzo szybko następuje degradacja środowiska naturalnego.

Pomimo niepełnego zakresu wzbogacania węgla ilość powstających odpadów w stosunku do produkcji węgla kamiennego wynosi średnio około 40% i w ciągu ostatnich lat wykazuje tendencję zwyżkową (tablica 2.1).

Tablica 2.1

Zestawienie globalnego wydobycia węgla kamiennego, odpadów górniczych i przeróbczych w latach 1988-1990

	1988	1989	1990
Wydobycie węgla kam. netto [mln t]	--	177,3	147,4
Wskaźnik zanieczyszcz. urobku [%]	--	43	44
Odpady ogółem do zagospodarowania [mln t]	84,1	77,1	64,7
Odpady wydobyte na powierzchnię [mln t]	43,3	38,8	28,2
Odpady z przeróbki mech. węgla [mln t]	57,2	57,2	48,3
Udział odpadów w podsadzce hydraulicznej [%]	--	17,9	19,1

Tablica 2.2

Bilans odpadów w poszczególnych kopalniach Górnośląskiego
Zagłębia Węglowego w roku 1990

Kopalnia	Kamień z robót dolowych [tys. t]			Kamień i odpady z przerobki [tys. t]		Odpady z powierzchni			Odpady innych przedsiębiorstw [tys. t]	Rzeczony odpad do zagospodarowania [tys. t]	Wydobycie [tys. t]	Udział zanieczyszczeń [%]
	Pozostawiony na dole	Wydobycie na powierzchni.		W tym poza przerobka	Popioły	Żużle	[tys. t]					
		W tym poza przerobka										
		Razem										
Debieńsko	4,4	293,9	17,5	1409,6	--	72,3	--	3164,5	1511,5	47,0		
Pstrówki	--	141,8	18,1	516,9	1,4	4,8	21,8	1604,5	563,1	33,8		
Zabrze	--	964,4	300,7	1095,6	--	8,3	29,3	5074,6	1433,8	27,6		
Sośnica	--	405,1	162,6	1532,2	--	0,7	102,1	4869,5	1797,5	34,8		
Makoszy	--	789,5	196,7	1218,0	--	--	--	5097,0	1414,7	27,5		
Gilwice	230,0	323,8	300,9	672,1	--	6,4	3,5	1640,9	1212,8	73,1		
Knurow	5,8	840,3	203,0	2042,5	10,9	4,0	10,8	5713,4	2281,2	39,7		
Szczygłowice	--	377,6	206,8	1630,7	--	--	1,1	5356,2	1838,6	34,2		
Wawel	--	225,3	17,6	490,4	11,3	4,8	16,8	1679,7	510,8	31,1		
Pokój	--	283,5	6,2	545,1	--	2,9	271,4	2512,8	863,1	21,7		
N. Wirek	--	202,3	21,2	542,9	0,8	5,0	43,5	2431,7	823,0	31,7		
Hałemba	--	1150,9	74,9	1378,2	--	3,3	32,0	5578,6	1488,5	24,7		
Śląsk	--	297,8	31,5	406,8	0,3	5,1	23,6	2434,1	467,3	18,1		
Rydultowy	230,8	208,7	2,4	1112,8	2,6	17,8	0,4	3476,1	1405,0	40,3		
Anna	175,6	338,8	2,6	882,0	20,9	7,7	--	2629,2	1088,8	41,6		
Marcel	--	275,5	140,3	691,3	38,7	5,8	--	2607,3	397,6	34,5		
Rymer	99,8	95,5	--	347,7	--	5,0	--	1476,7	452,5	30,0		
Chwałowice	--	548,5	264,9	700,9	6,9	2,2	--	1476,7	452,5	30,0		
Janów	78,0	485,9	219,0	1602,1	1,8	9,3	110,1	2583,1	1052,9	40,0		
I Maja	--	520,8	118,3	1247,8	--	3,1	16,6	5317,1	1942,3	34,5		
Jastrzębie	--	510,5	225,6	961,4	--	--	138,3	3159,5	1385,8	43,0		
Moszczenica	--	503,2	211,0	929,9	--	18,8	267,1	3262,0	1426,8	36,0		
Zofiówka	271,8	960,4	208,5	2155,7	69,9	24,9	0,8	2996,7	1426,8	38,0		
Borynia	--	730,9	156,4	3041,7	--	--	96,6	4636,5	2731,4	58,0		
Pniówek	8,2	1629,5	173,0	2283,5	--	11,3	32,0	4825,5	3294,7	66,0		
ZMP	--	435,9	--	--	--	8,3	38,6	5651,9	2507,9	43,0		
Krupiński	--	519,6	129,7	1701,6	--	1,8	0,6	1859,1	298,4	68,0		
Morciniek	--	433,9	89,7	344,7	--	3,8	4,2	3065,3	1833,7	59,0		
Bolesław	--	480,6	150,8	935,3	--	--	126,9	1028,1	442,4	42,0		
Śmiły	--	--	--	--	--	--	--	3537,3	1213,1	31,0		

Kopalnia	Kamień z robót dolowych [tys. t]		Kamień i odpady z przerobki [tys. t]	Odpady z powierzchni		Odpady innych przedsiębiorstw [tys. t]	Razem odpady do zagospodarowania [tys. t]	Wydobycie [tys. t]	Udział zamieszyszczeń [%]
	Pozostawiony na dole	Razem		Popioły	Zużycie				
			W tym poza przerobka						
Jaworzno	27,6	---	381,9	---	---	220,6	962,7	3697,8	20,0
Komuna Paryska*	---	162,9	151,2	---	---	243,1	458,5	1382,7	15,6
Sierca	---	214,9	206,1	---	0,4	---	345,3	2684,6	12,8
Janina	---	560,2	334,7	---	2,5	---	580,8	3084,7	18,8
Brzeszcze	---	1220,4	839,5	0,4	17,8	27,3	1423,1	3853,4	36,1
Silesia	---	589,1	221,7	---	---	0,8	595,1	1568,6	37,8
Piast	---	833,8	200,3	---	---	---	6983,4	6983,4	14,2
Ziemowit	---	595,0	494,3	---	6,2	1,1	1348,8	7287,1	18,5
Czeczot	---	693,8	296,1	---	2,1	0,4	603,3	2846,8	21,1
Jowisz	---	105,6	328,6	17,3	5,0	2,3	362,6	1332,0	27,0
Grodzisz	---	81,3	259,4	---	2,7	---	285,3	977,8	28,6
Paryż	8,7	137,1	173,0	---	---	98,6	437,1	1237,4	26,8
Saturn	---	244,5	423,9	5,6	3,7	39,3	567,7	1495,1	46,0
Sosnowiec	11,4	236,8	187,8	---	---	15,1	364,0	1248,8	28,0
Kazimierz-Juliusz	---	157,2	302,6	---	8,7	8,4	446,7	2111,8	20,8
Niwka-M	---	241,8	395,0	---	2,5	---	497,7	1645,6	29,8
Mysłowice	10,3	173,3	234,6	---	3,0	22,2	351,0	1626,2	20,2
Wieszorek	4,7	174,3	387,1	1,2	4,6	43,7	561,5	2296,7	22,5
Wujek	43,6	210,6	440,5	0,8	11,9	30,9	684,3	2760,1	23,5
Katowice	---	211,2	206,4	3,9	9,2	103,0	470,8	2012,1	18,2
Kleofas	---	81,1	98,8	---	1,7	142,9	306,9	1206,2	13,5
Wesola	---	177,6	267,8	0,6	3,5	9,2	382,8	2792,8	13,5
Murcki	4,6	431,5	683,9	---	4,1	---	1006,3	4576,2	21,6
Polska	---	557,0	70,0	926,2	0,3	5,8	1002,2	3433,3	29,2
Szastice	9,9	63,6	61,4	5,1	---	79,2	162,1	1180,7	7,0
Centrum	---	460,3	823,4	---	---	86,2	1104,8	4953,4	20,5
Szombierki	---	194,8	174,3	0,5	2,5	222,7	586,2	1878,6	19,3
Powstańców Śl.	---	94,4	99,9	0,5	0,6	68,1	242,7	850,3	20,4
Mitclowice	---	383,3	345,4	---	4,6	---	646,6	2769,2	23,4
Bobrek	---	116,0	225,9	---	---	21,3	322,0	1828,6	16,4
Julian	---	156,2	201,1	---	---	16,0	254,4	1758,0	13,6
Rozbark	---	166,7	164,4	---	2,7	---	441,4	2047,6	21,5
Andaluzja	---	227,8	581,0	0,4	2,1	6,0	589,5	2374,0	24,5
Barbara Ch.	---	168,6	297,5	---	---	90,7	426,4	2650,7	12,6
Siemianowice	---	152,2	438,2	---	0,4	147,2	651,2	1314,8	38,5
	---	739,3	626,4	9,1	27,8	333,1	1140,2	2832,6	28,8

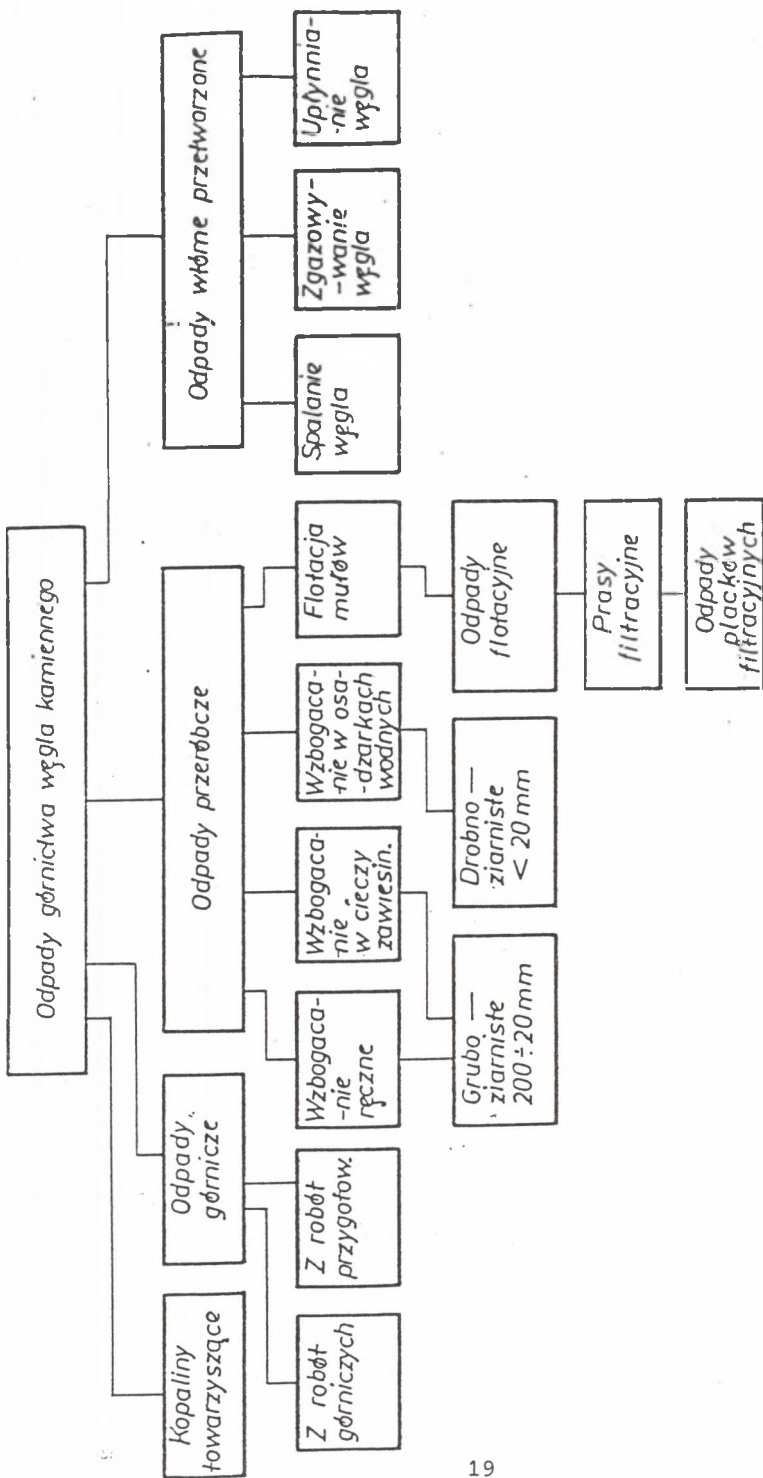
*Obecnie Jan Kąty

Stopień zanieczyszczenia urobku jest bardzo zróżnicowany w poszczególnych kopalniach i waha się w granicach od 7.0% do 73.1% (tablica 2.2.). Do kopalń o największym zanieczyszczeniu urobku należą: Gliwice (73.1%), ZMP (68%), Borynia (66%), Krupiński (59%), Zofiówka (58%). Natomiast w takich kopalniach, jak: Polska (7%), Andalużja (12.6%), Siersza (12.8%), Katowice (13.5%), Kleofas (13.5%), Bobrek (13.6%), Piast (14.2%), Jan Kanty (dawniej Komuna Paryska) (15.6%) udział zanieczyszczeń w urobku jest najmniejszy.

Uzyskane w górnictwie węgla kamiennego odpady ze względu na ich powstawanie możemy podzielić na następujące grupy: odpady górnicze, odpady przeróbcze, kopaliny towarzyszące i odpady wtórnie przetworzone. Klasyfikację odpadów górnictwa węgla kamiennego autorstwa Grupy Roboczej Polskich Specjalistów działającej w ramach RWPG przedstawiono na rysunku 2.1.

Odpady górnicze pochodzące bezpośrednio z górniczych robót przygotowawczych stanowią od 20% do 40% ogólnej ilości uzyskanych odpadów. Odpady przeróbcze, pochodzące z partii spągowych i stropowych pokładów węgla oraz przerostów, zostają w procesie wzbogacania urobku węglowego oddzielane od węgla. Odpady te w zależności od stosowanych technologii i urządzeń wzbogacających dzieli się na: gruboziarniste (200 - 20 mm), drobnoziarniste (poniżej 20 mm) oraz flotacyjne. Na odpady te składają się przede wszystkim ilowce, mułowce oraz piaskowce.

Pomimo wzrostu zanieczyszczenia urobku globalna ilość odpadów uzyskanych w górnictwie węgla kamiennego malała systematycznie w okresie ostatnich trzech lat, co wynika ze spadku



Rys.2.1.1. Klasyfikacja odpadów górnictwa węgla kamiennego

Fig.2.1.1. Classification of waste material from the hard coal mining industry

wydobycia. Bilans odpadów, obejmujący kamień z robót dołowych zarówno pozostawiany na dole, jak i wydobyty na powierzchnię; kamień i odpady z przeróbki; odpady paleniskowe pochodzące z własnych zakładów oraz odpady ze zwałowisk i obcych przedsiębiorstw zestawiono w tabelicy 2.3.

Podobny bilans, obejmujący przychód odpadów w poszczególnych kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w roku 1990 zestawiono w tabelicy 2.2.

Część odpadów (w roku 1990 - 14.2% ogólnej ilości odpadów) jest wykorzystywana na dole przede wszystkim do:

- wypełniania pustek za pomocą podsadzki hydraulicznej i pneumatycznej,
- uszczelniania oraz izolacji zrobów i wyrobisk,
- zestalania gruzowiska zawałowego przy eksploatacji wielowarstwowej,
- likwidacji zbędnych wyrobisk i starych zrobów,
- gaszenia i izolowania pożarów.

Bilans wykorzystania kamienia i odpadów w polskim górnictwie węglowym w latach 1988-90 przedstawiono w tabelicy 2.4. Zwraca uwagę fakt, że powoli wzrasta udział odpadów zużytych i lokowanych na dole w stosunku do globalnej ilości odpadów do zagospodarowania. Ponad 50% odpadów wykorzystywanych jest do celów podsadzki hydraulicznej, przy czym znamienny jest fakt, że przy zmniejszeniu się ilości kamienia (rocznie o około 1 mln ton) prawie dwukrotnie wzrosło zastosowanie popiołów oraz żużla do tego celu.

Tablica 2.3

Globalny bilans odpadów w kopalniach węgla kamiennego
w roku 1990

Produkcja kamienia i odpadów [10^3 t]		1988	1989	1990
Kamień z robót dołowych	urobiony w przodkach	33.783,6	28.997,5	19.881,9
	z rekonstrukcji wyrobisk	11.783,8	11.680,2	9.769,6
	pozostawiony na dole	2.270,5	1.926,4	1.483,1
	w tym: do podsadzki	1.452,4	1.300,8	1.107,9
	kamień lokowany	213,0	625,7	375,2
	wydobyty na powierzchnię	43.296,9	38.760,5	28.209,2
	w tym poza przeróbką	13.942,7	11.918,6	9.395,6
Kamień i odpady z przeróbki		57.310,0	57.187,4	48.278,9
Odpady z powierzchni z bieżącej produkcji	popioły lotne	331,0	369,1	259,7
	żużle	426,4	449,0	410,3
Kamień i odpady własne z bieżącej produkcji		65.139,3	71.850,5	59.827,6
Kamień i odpady ze zwałowisk		brak danych	861,9	475,2
Szlam z osadników		j.w.	649,9	694,6
Razem produkcja własna		j.w.	73.362,0	60.997,4
Razem z obcych przedsiębiorstw		3.398,6	3.742,1	3.482,3
Razem do zagospodarowania		84.146,0	77.103,1	64.480,6

Tablica 2.4

Bilans wykorzystania kamienia i odpadów w polskim górnictwie
węgla kamiennego w latach 1988-1990

Zużycie kamienia i odpadów na dole [10^3 t]	1988	1989	1990
Do podsadzki hydraulicznej	5.486,4	5.499,2	4.889,2
w tym: kamienia	5.002,0	4.843,5	3.768,5
popiołów lotnych	251,7	304,9	564,9
żużli	139,6	282,2	421,6
innych	484,5	58,6	64,3
Do podsadzki suchej	3.681,1	2.803,9	2.361,6
w tym: kamienia	brak dan.	2.665,4	2.240,3
popiołów lotnych	124,5	124,7	121,3
żużli	10,4	8,4	brak dan.
innych	brak dan.	6,1	brak dan.
Do innych celów	993,1	2.120,9	1.893,4
w tym: kamienia	brak dan.	661,5	378,1
popiołów lotnych	j.w.	1.251,4	1.350,9
żużli	j.w.	21,2	10,4
innych	j.w.	108,8	154,0
Razem kamień i odpady górnicze	j.w.	8.415,8	6.605,1
Razem odpady paleniskowe	j.w.	1.992,7	2.539,1
Razem zużycie na dole	10.541,9	10.408,5	9.144,2

Systematycznie zmniejsza się wykorzystanie odpadów do pod-sadzki suchej (rocznie o około 0.5 mln ton), co głównie wynika ze zmniejszenia ilości kamienia lokowanego w ten sposób.

Bilans wykorzystania odpadów na dole do podszadzki hydraulicznej oraz innych celów na dole w poszczególnych kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w roku 1990 przedstawiono w tabelicy 2.5., a zużycie odpadów przy zastosowaniu podszadzki suchej zestawiono w tabelicy 2.6.

Zwraca uwagę fakt, że niewielka liczba kopalń lokuje większość odpadów na dole; należą do nich tylko Kopalnie: Pokój, Moszczenica, Polska, Jan Kanty (dawniej Komuna Paryska). Natomiast bardzo duża grupa kopalń nie lokuje odpadów na dole wcale lub w bardzo niewielkich ilościach; są to Kopalnie: Piast, Ziemowit, Czeczott, Grodziec, Kazimierz-Juliusz, Wesoła, Murcki, Powstańców Śląskich, Dębieńsko, Makoszowy, Knurów, Szczygłowice, Halemba, 1 Maja, Pniówek, Krupiński, Morcinek. Większość z tych kopalń wydobywa znaczne ilości kamienia na powierzchnię poza przeróbką.

Na powierzchni można wyróżnić dwa kierunki zagospodarowania odpadów powęglowych:

- wykorzystanie odpadów jako surowca do produkcji innych wyrobów lub substytutu materiałów tradycyjnych,
- nad- i podpoziomowe zwałowanie materiałów.

Pierwszy kierunek obejmuje wykorzystanie materiałów do:

- produkcji materiałów budowlanych (w tym ceramiki budowlanej, cementu, kruszyw lekkich),

Tablica 2.5

Bilans wykorzystania odpadów do posadzki suchej i innych celów na dole w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w roku 1990

Kopalnia	Zużycie kamienia i odpadów do posadzki hydraulicznej [tys. t]				Zużycie kamienia i odpadów do innych celów na dole [tys. t]				Razem zużycie odpadów na dole	
	Razem	Kamień	Popioły lotne	Żużel	Razem	Kamień	Popioły lotne	Żużel	[10 ³ t]	%
Dębieńsko	--	--	--	--	7,7	7,3	0,4	--	7,7	0,5
Piotrowski	25,1	5,1	20,0	--	--	--	--	--	25,1	4,5
Zabrze	--	--	--	--	29,3	--	29,3	--	111,1	7,8
Sośnica	--	--	--	--	87,7	--	87,8	--	87,7	4,9
Makoszowy	--	--	--	--	4,7	--	4,7	--	4,7	0,3
Gliwice	--	--	--	--	28,8	28,8	--	--	378,7	31,2
Knurów	40,8	40,8	--	--	16,0	--	16,0	--	66,5	2,9
Szczygłowice	--	--	--	--	1,1	--	1,1	--	1,1	0,06
Wawel	32,3	29,8	2,5	--	12,5	--	12,5	--	44,8	8,3
Pokój	362,7	359,3	--	--	303,0	--	265,4	--	665,6	77,1
N. Wirek	80,7	80,7	--	--	42,4	--	42,4	--	123,1	15,0
Halemba	--	--	--	--	31,5	--	31,5	--	31,5	2,1
Śląsk	--	--	--	--	23,6	--	23,6	--	23,6	5,1
Rydułtowy	--	--	--	--	2,2	--	2,2	--	660,5	47,0
Anna	--	--	--	--	18,5	--	17,8	--	194,2	17,8
Marcel	368,1	368,1	--	--	28,9	--	28,9	--	396,9	44,2
Rymer	--	--	--	--	--	--	--	--	173,5	38,4
Chwałowice	--	--	--	--	--	--	--	--	78,0	7,4
Jankowice	126,2	23,7	--	102,5	9,3	--	4,9	4,4	135,6	7,0
1 Maja	--	--	--	--	16,6	--	16,6	--	16,6	1,2
Jastrzębie	186,2	73,3	--	79,3	95,7	--	50,9	--	281,8	21,3
Moszczenica	698,7	698,7	--	--	154,1	--	154,1	--	852,8	59,8
Zofiówka	108,7	108,7	--	--	70,2	--	68,3	--	529,1	19,4
Borynia	--	--	--	--	98,4	--	96,6	--	98,4	3,0
Pniówek	--	--	--	--	40,2	8,1	32,0	--	40,2	1,6
ZMP	--	--	--	--	38,6	--	38,6	--	38,6	12,9
Krupiński	--	--	--	--	0,6	--	0,6	--	0,6	0,03
Morcinek	--	--	--	--	4,2	--	4,2	--	4,2	0,9
Bolesław Śmiały	13,2	--	13,2	--	--	--	--	--	126,9	10,5

c.d. tablicy 2.5

Kopalnia	Zużycie kamienia i odpadów do podsadzki hydraulicznej [tys. t]				Zużycie kamienia i odpadów do innych celów na dole [tys.t]				Razem zużycie odpadów na dole	
	Razem	Kamień	Popioły lotne	Żużel	Razem	Kamień	Popioły lotne	Żużel	[10 ³ t]	%
Jaworzno	218,2	1,9	--	216,3	30,0	27,6	--	2,3	248,1	25,8
Komuna Paryska	243,1	1,7	123,7	117,7	--	--	--	--	243,1	53,0
Siersza	13,8	13,8	--	--	--	--	--	--	13,8	4,0
Janina	--	--	--	--	11,9	--	--	0,5	11,8	2,0
Brzeszcze	--	--	--	--	27,3	--	27,3	--	27,3	1,9
Silesia	--	--	--	--	0,8	--	0,8	--	0,8	0,1
Piast	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0,0
Ziemowit	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0,0
Czczot	--	--	--	--	2,5	--	0,4	2,1	2,5	0,4
Jowisz	19,6	2,3	12,3	5,0	--	--	--	--	19,66	5,4
Grodziec	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0,0
Paryż	2,4	2,4	--	--	104,9	8,7	96,3	--	107,4	24,6
Saturn	47,7	27,1	17,7	2,9	--	--	--	--	47,7	8,4
Sosnowiec	46,9	32,6	14,0	0,03	12,1	11,4	0,7	--	59,1	26,2
Porąbka	68,4	37,1	7,6	--	--	--	--	--	68,4	15,3
Kazimierz- Juliusz	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0,0
Niwka-M.	22,2	22,2	--	--	10,3	10,3	--	--	32,1	9,2
Mysłowice	169,4	164,2	--	25,2	23,2	4,7	18,5	--	212,6	37,9
Wieczorek	238,5	226,7	0,8	7,6	24,4	24,3	--	--	282,7	41,3
Wujek	174,4	134,1	31,4	9,0	--	--	--	--	174,4	37,0
Katowice	144,6	97,1	45,7	1,7	--	--	--	--	144,6	47,1
Kleofas	118,2	117,8	0,5	--	0,6	--	0,6	--	125,1	32,7
Wesoła	--	--	--	--	21,7	4,6	17,2	--	21,7	2,2
Murcki	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0,0
Polska	2,3	2,3	--	--	77,0	--	77,0	--	89,1	55,0
Staszic	205,4	126,3	79,2	--	7,0	--	7,0	--	212,3	19,2
Centrum	225,8	222,7	0,5	2,5	--	--	--	--	225,8	30,5
Szombierki	95,7	95,7	--	--	--	--	--	--	95,7	39,5
Powstańców Śl.	2,2	2,2	--	--	--	--	--	--	2,2	0,3
Miechowice	--	--	--	--	13,0	--	13,0	--	37,3	11,6
Bobrek	95,7	79,7	16,0	--	--	--	--	--	95,7	37,6
Julian	47,6	47,6	--	--	55,8	--	--	--	103,4	23,4
Rozbark	40,3	39,1	0,1	1,1	7,3	--	6,3	1,8	47,6	8,1
Andaluzja	90,7	90,7	--	--	--	--	--	--	90,7	21,3
Barbara Ch.	100,3	--	100,3	--	46,8	--	46,8	--	147,2	22,6
Siemianowice	333,1	333,1	--	--	9,1	--	9,1	--	342,2	30,1

obecnie Jan Kanty

Tablica 2.6

Bilans wykorzystania odpadów przy zastosowaniu posadzki suchej w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w roku 1990

Kopalnia	Zużycie kamienia i odpadów do pods. suchej [tys t]			
	Razem	Kamień	Popioły	Żużel
Wieczorek	19,7	19,7	--	--
Kleofas	6,3	2,9	3,3	--
Polska	9,9	9,9	--	--
Miechowice	24,3	24,3	--	--
Rydułtowy	658,3	657,5	0,8	--
Anna	175,7	175,7	--	--
Rymer	173,5	173,5	--	--
Chwałowice	78,0	78,0	--	--
Zofiówka	290,2	290,2	--	--
Bolesław Śm.	113,7	--	113,7	--
Zabrze	81,8	81,8	--	--
Gliwice	349,9	346,4	3,5	--
Knurów	9,7	9,7	--	--

- robót inżynierskich (budowa dróg, budownictwo hydrotechniczne),
- produkcji betonów (jako kruszywo - w odniesieniu do materiałów z hałd przepalonych).

Drugi kierunek zagospodarowania odpadów polega na wypełnianiu zapadlisk terenowych (niwelacja) oraz lokowaniu na zwałowiskach własnych kopalń, centralnych lub komunalnych.

Bilans zagospodarowania kamienia i odpadów na powierzchni w latach 1988-90 przedstawiono w tablicy 2.7., a w odniesieniu do poszczególnych kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w 1990 roku w tablicy 2.8.

Tablica 2.7

Globalny bilans zagospodarowania odpadów na powierzchni
w latach 1988-1990

Zużycie kamienia i odpadów na powierzchni	1988	1989	1990
Do niwelacji terenów	33.950,7	27.188,8	22.462,1
Do robót inżynierskich	4.138,0	4.604,5	3.351,9
Na materiały budowlane	211,1	170,8	152,1
Składowanie na składowiskach własnych	17.890,1	17.585,9	15.897,9
w tym: w stawach osadowych	288,0	349,3	268,4
Składowane na: zwałowiskach komunalnych	171,5	156,6	149,9
zwałowiskach centralnych	13.055,2	12.014,6	10.350,5
Wysłano do HALDEX-u:			
- z produkcji bieżącej	4.217,8	3.712,6	2.273,6
- z własnych zwałowisk	77,2	171,8	67,3
Wywieziono do innych odbiorców	1.353,5	1.180,4	802,1
Razem zużyto na powierzchni	75.065,1	66.790,5	55.507,2
Przyrost (+) własnych zwałowisk	15.218,8	16.629,1	15.251,9

Systematycznie maleje wykorzystanie odpadów do niwelacji terenu (rocznie o około 0.5 mln ton) oraz na materiały budowlane, na tym samym poziomie kształtuje się natomiast przyrost własnych zwałowisk, co przy zmniejszającej się globalnej ilości odpadów jest zjawiskiem niekorzystnym, gdyż świadczy o mniejszym stopniu wykorzystania odpadów do celów utylitarnych.

W roku 1986 na zwałowiskach znajdowało się około 537 mln ton odpadów, które na terenie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego zajmowały obszar 2624.2 ha; ich łączna kubatura wynosiła 268.915 mln m³.

Tablica 2.8

Bilans wykorzystania odpadów w kopalniach GZW
w roku 1990

Kopalnia	Zużycie kamienia i odpadów na powierzchni [tys. t]							Rozchód razem [tys. t]	Przyrost lub ubytek zwałowisk własnych [tys. t]
	Niwelacja terenów	Roboty inżynier.	Materiały budowlane	Zwałowiska własne	Zwałowiska komunalne	Zwałowiska centralne	Razem		
Debitisko	427,9	165,1	66,0	882,8	--	--	1584,0	1591,7	802,6
Psirowski	7,3	19,9	--	2,1	--	193,7	538,0	553,1	2,2
Zabrze	842,2	--	--	--	--	396,8	1322,7	1433,9	--
Sośnica	15,1	52,3	--	1478,0	--	164,4	1709,8	1797,5	1478,0
Makostowy	547,8	185,6	5,9	114,3	--	513,4	1415,8	1429,4	108,6
Głiwice	--	16,9	--	267,5	--	550,1	834,1	1212,8	267,1
Knurów	2190,7	12,8	1,2	10,1	--	--	2214,8	2281,2	5,8
Szczegłowiec	237,1	521,8	--	--	--	1078,7	1837,5	1838,6	--
Wawel	24,7	16,4	--	454,8	--	--	496,0	540,8	454,8
Pokój	2,9	194,6	--	--	--	--	197,5	863,1	--
N. Wirek	245,8	15,9	--	--	--	184,3	698,8	821,9	208,6
Halemba	--	447,3	--	1009,1	--	--	1456,4	1488,0	1009,6
Slask	122,3	--	--	--	--	319,5	443,7	467,3	--
Rydułtowy	2,4	8,1	8,1	714,7	--	--	744,6	1405,0	676,6
Anna	891,3	3,3	--	--	--	--	894,6	1088,8	--
Marcel	453,5	2,3	--	--	--	--	500,7	897,6	21,5
Rymer	274,0	--	--	--	--	--	279,0	452,5	--
Chwałowice	974,9	--	--	--	--	--	974,9	1052,9	--
Janówce	1806,7	--	--	--	--	--	1806,7	1942,3	--
1 Maja	674,8	0,9	2,2	691,3	--	--	1369,2	1385,8	691,3
Jastrzębie	1007,2	--	--	--	--	--	1043,4	1325,2	--
Moszczenica	--	113,2	14,9	445,3	--	--	573,3	1426,1	446,0
Zofiówka	490,7	3,7	--	1683,6	11,9	--	2202,3	2731,4	1683,7
Borynia	--	--	--	3148,1	--	--	3196,3	3294,7	3148,1
Pniówek	2341,4	120,2	--	--	--	--	2467,8	2507,9	--
ZMP	--	--	8,3	--	--	251,6	259,8	298,4	--
Krupiński	--	79,4	1,8	51,9	--	1700,0	1833,1	1833,7	51,9
Morciniek	434,5	0,9	--	--	--	--	438,3	442,4	--
Bolesław Śmiały	1086,1	--	--	--	--	--	1096,1	1213,1	--

Kopalnia	Zużycie kamienia i odpadów na powierzchni [tys. t]										Rozchód razem [tys. t]	Przyrost lub ubytek zwalowisk własnych [tys. t]
	Niwiacja terenów	Roboty inżynier.	Materiały budowlane	Zwalowiska własne	Zwalowiska komunalne	Zwalowiska centralne	Razem					
Jaworzno	--	--	--	579,2	--	137,0	716,2	964,4	577,6	--		
Komuna Paryska*	215,4	--	--	--	--	--	215,4	458,5	--	--		
Siersza	2,7	7,8	--	38,7	0,3	232,7	331,5	345,3	33,9	--		
Janina	568,2	--	0,7	--	--	--	568,9	580,8	--	--		
Brzeszcze	138,3	400,6	17,8	639,1	--	--	1395,9	1423,1	639,1	--		
Silesia	211,5	377,6	--	--	--	--	594,5	595,1	--	--		
Piast	2,3	381,4	--	--	--	--	992,5	992,5	--	--		
Ziemowit	453,2	6,2	--	--	--	605,6	1348,8	1348,8	--	--		
Czczot	197,8	--	--	--	--	342,9	602,8	605,3	--	--		
Jowisz	275,8	--	--	--	--	--	343,0	362,6	--	--		
Grodzicz	285,3	--	--	--	--	--	285,3	285,3	--	--		
Paryż	329,6	--	--	--	--	--	329,6	437,1	--	--		
Satum	519,9	--	--	--	--	--	519,9	567,6	--	--		
Sosnowiec	3,4	--	--	34,6	--	265,9	305,0	364,0	34,6	--		
Porąbka	235,7	--	--	--	--	142,5	378,3	446,7	--	--		
Kazimierz-Juliusz	260,7	1,7	--	0,9	--	234,4	497,7	497,7	0,9	--		
Niwka-M	51,3	3,0	--	--	--	264,1	318,4	351,0	--	--		
Mysłowice	343,3	5,7	--	--	--	--	348,9	561,5	--	--		
Wieczorek	72,2	44,9	--	--	--	147,2	401,6	684,3	--	--		
Wujek	51,0	--	--	--	--	--	293,5	468,0	2,8	--		
Katowice	--	--	--	--	137,7	24,6	162,3	306,9	--	--		
Kleofas	231,8	7,8	--	--	--	5,0	369,6	369,6	13,2	--		
Wesoła	46,6	4,1	--	50,5	--	883,5	1060,4	1082,1	-25,3	--		
Murcki	--	5,4	--	996,2	--	--	1002,2	1002,2	996,2	--		
Polska	12,4	--	--	21,7	--	--	73,0	162,5	21,7	--		
Staszic	--	--	--	--	--	823,4	892,5	1104,8	--	--		
Centrum	186,2	6,8	--	0,5	--	--	367,3	593,0	-6,8	--		
Szombierki	0,6	--	--	--	--	--	146,9	242,7	0,5	--		
Powstańców Śl.	152,7	1,3	0,3	480,4	--	--	644,4	646,6	324,2	--		
Miechowice	284,7	--	--	--	--	--	284,7	322,0	--	--		
Bobrek	145,3	0,8	--	--	--	--	158,7	254,4	-20,7	--		
Julian	282,6	52,8	--	--	--	--	338,1	441,4	--	--		

* obecnie Jan Kanty

c.d. tablicy 2.8

Kopalnia	Zużycie kamienia i odpadów na powierzchni [tys. t]								Rozchód razem [tys. t]	Przyrost lub ubytek zwałowisk własnych [tys. t]
	Niwelacja terenów	Roboty inżynier.	Materiały budowlane	Zwałowiska własne	Zwałowiska komunalne	Zwałowiska centralne	Razem			
Andaluża	257,5	--	--	--	--	--	335,7	426,4	--	
Barbara Ch.	142,5	55,6	--	--	--	--	504,1	651,2	-19,9	
Siemianowice	42,3	--	--	--	--	--	798,1	1140,2	--	

(+) - przyrost zwałowisk

(-) - ubytek zwałowisk własnych

W sumie było 99 zwałowisk nadpoziomowych i 125 podpoziomowych, z czego 45% łącznej liczby zwałowisk stanowiły zwałowiska nieczynne. Rocznie zwałowiska własne zostały powiększone średnio o 9.5 mln m³ (w roku 1988 - 9.318 mln m³, 1989 - 10.142 mln m³, 1990 - 9.188 mln m³), a zwałowiska centralne średnio o 7 mln m³ (w 1988 - 7.739 mln m³, 1989 - 7.124 mln m³, 1990 - 6.155 mln m³). Zatem zwałowiska własne zostały powiększone o 38.197 mln m³, a centralne o 28.024 mln m³. Obecnie szacunkowo łączna kubatura zwałowisk wynosi około 355 mln m³.

2.1.2. Kopalnie węgla brunatnego

Zdejmowany nadkład lokowany jest obecnie w wyeksploatowanych wyrobiskach kopalń odkrywkowych (zwałowanie wewnętrzne). Jedynie w KWB Turów nadkład zwałowany będzie jeszcze zewnętrznie do 2005 roku, a w KWB Bełchatów do 1993 roku (tablica 2.9) [37].

Planowaną wielkość zdejmowanego nadkładu w kopalni węgla brunatnego zamieszczono w tablicy 2.10. Skład litologiczny zdejmowanego nadkładu w poszczególnych kopalniach zbliżony jest do składu zamieszczonego w tablicy 2.11. Poniżej podano dokładniejsze informacje dotyczące lokowania nadkładu w poszczególnych kopalniach.

Tablica 2.9

Bilans zwałowania nadkładu w poszczególnych kopalniach
węgla brunatnego

Kopalnia	Zwałowisko	Stan obecny	Stan końcowy	Okres zwałowania
Turów	zewewnętrzne	1136 mln m ³	11568 mln m ³	1947-2005
	wewnętrzne	2 mln m ³	2100 mln m ³	1983-2035
Bełchatów	zewewnętrzne	1231 mln m ³	1240 mln m ³	1980-1993
	wewnętrzne	35 mln m ³	2800 mln m ³	1990-2035
Konin	zewewnętrzne	430 mln m ³	--	Pątnów 1962-66 Kazimierz 65-73 Lubstów 1982-91 Józwin 1971-73
	wewnętrzne	1119 mln m ³	1705 mln m ³	Pątnów 1967-98 Kazimierz 74-2001 Lubstów 1992-99 Józwin 1974-2002
Adamów	zewewnętrzne	135 mln m ³ (zrekultyw.)	--	Adamów 1961-69 Władysławów 76-87 Bogdałów 1975-79
	wewnętrzne	404 mln m ³ 52 mln m ³ 61 mln m ³	1750 mln m ³	Adamów 70-2009 Władysławów 78-2035 Bogdałów 1980-90

1) KWB Turów

Na zwałowisko zewnętrzne kierowane jest średnio rocznie 35.0 mln m³/rok oraz około 1.0 mln m³/rok na zwałowisko wewnętrzne (o. Turów II).

Dotychczasowa kubatura zwałowiska zewnętrznego 995.8 mln m³. Skład litologiczny zwałowiska: iły-73%, piaski i żwiry - 17%, węgiel pozabilansowy - 6.4%, gliny zwałowe - 2.7%, sferysyderyt - 8.3%.

Powierzchnia zajęta przez zwałowiska wynosi 1.6 tys. ha. Do zakończenia zwałowania zewnętrznego (2005 r.) powierzchnia ta zwiększy się o 40 ha.

Tablica 2.10

Planowanie wielkości zdejmowanych nadkładów
w kopalniach węgla brunatnego

Lp.	Kopalnia odkrywkowa	Nadkład w mln m ³ /rok		
		1991	1995	2000
1	KWB Turów	35,0	48,0	61,5
2	KWB Bełchatów	33,4	65,0	60,0
3	KWB Adamów	21,0	26,8	26,8
	o. Adamów	15,8	21,0	21,0
	o. Władysławów	5,0	5,8	5,8
	o. Bogdałów	0,17	--	--
4	KWB Konin	54,8	--	--
	o. Pątnów	11,2	15,0	--
	o. Kazimierz	16,6	11,0	1,0
	o. Józwin	18,3	10,0	9,0
	o. Lubstów	8,7	5,5	5,5

2) KWB Bełchatów

W 1990 roku wydobyto 116 mln m³ nadkładu, w tym wewnętrznie zwałowano 33.4 mln m³ nadkładu. Ilość ta będzie sukcesywnie wzrastać do około 120 mln m³/rok. Zakończenie zwałowania zewnętrznego planowano w II kwartale 1993 r. Zwałowisko zewnętrzne zajmuje 1.6 tys. ha. Zlokalizowano na nim 1231 mln m³ nadkładu, którego skład litologiczny zbliżony jest do składu zamieszczonego w tablicy 2.11.

Tablica 2.11

Skład litologiczny zdejmowanego nadkładu w kopalniach
węгля brunatnego

Lp.	Kopalnia złoże	Charakterystyka nadkładu
1	Turów	Iły-73%, piaski i żwiry-11%, utwory pylaste (popioły lotne)-6%, węgiel pozabilansowy-6.4%, gliny zwałowe-3.0%, sferosyderyty
2	Bełchatów	Utwory piaszczysto-żwirowe-60%, gliny zwałowe-10%, iły trzeciorzędowe-37%, inne-3%
3	Adamów o. Adamów	Utw. piaszczysto-żwirowe-42%, gliny zwałowe-24%, iły trzeciorzęd.-29%, utw. aluwialne-3%
	o. Bogdałów	Utwory piaszczysto-żwirowe-48%, iły warwowe-26%, ił trzeciorzędowy-13%
	o. Władysław.	Utwory piaszczysto-żwirowe-45%, gliny zwałowe-43%, iły trzeciorzędowe-12%
4	Konin o. Pątnów	Gлина zwałowa-35.6%, utwory piaszczysto-żwirowe-39%, iły trzeciorzędowe-25%
	o. Kazimierz	Utwory piaszczysto-żwirowe-12%, gliny zwałowe i zapiaszcz.-57%, iły trzeciorzędowe-28%, utwory pylaste-3%
	o. Józwin	Utwory piaszczysto-żwirowe-25%, gliny zwałowe i zapiaszcz.-53%, iły trzeciorzędowe-20%, utwory pylaste-2%
	o. Lubstów	Utwory piaszczysto-żwirowe-15%, gliny zwałowe-78%, utw. pylaste i inne-7%

3) KWB Adamów

Zarówno w odkrywkach Adamów, jak i Władysławów zdejmowany nadkład lokowany jest w wyrobisku eksploatowanych odkrywek.

W roku 1990 ulokowano na zwałowisku wewnętrznym odpowiednio:

Odkrywka Adamów	- 15.8 mln m ³ ,
Odkrywka Władysławów	- 5.0 mln m ³ .

W latach 1980-90 ulokowano na składowisku wewnętrznym:

o.Adamów	- 197.9 mln m ³ ,
o.Władysławów	- 47.3 mln m ³ ,
o.Bełchatów	- 57.9 mln m ³ .

Od roku 1989 w wyrobisku o.Bogdałów lokowany jest nadkład ze złoża Koźmin. Do roku 1991 ulokowano w nim około 6.78 mln m³ utworów piaszczysto-gliniastych tworzących nadkład przygotowanej do eksploatacji odkr. Koźmin.

4) KWB Konin

Nadkład z poszczególnych odkrywek wchodzących w skład kopalni jest w całości lokowany w wyrobiskach wewnętrznych.

Globalna kubatura lokowanego w wyrobiskach nadkładu wynosi 1119 mln m³.

Wyrobisko odkrywki Józwin przewidziane jest do całkowitego zwałowania nadkładu z przygotowanej do eksploatacji odkrywki Józwin II.

2.2. ODPADY ELEKTROWNIANE

2.2.1. Spalanie węgla kamiennego

Zestawienie odpadów elektrownianych produkowanych przez elektrownie województwa katowickiego w roku 1990 oraz stopień ich zagospodarowania przedstawiono w tablicy 2.12.

Wynikają z niego następujące wnioski:

- W porównaniu do 1987 roku ilość odpadów produkowanych przez elektrownie na terenie województwa katowickiego wyraźnie zmalała. Wynika to z jednej strony z obniżenia

Tablica 2.12

Bilans odpadów elektrownianych w odniesieniu do elektrowni
w woj. katowickim w 1990 roku

Elektrownia	Ilość wyprodukowana [tys t]		Składowana [tys t]	Wykorzystana gos- podarczo [tys t]	%
	1987 r.	1990 r.			
Łagisza	854,0	604,0	388,7	215,2	35,6
Będzin	114,0	43,9	--	43,9	100,0
Rybnik	1.943,0	1.084,4	100,1	984,2	90,8
Chorzów	90,0	71,1	5,4	65,8	92,4
Tychy	97,0	--	--	--	58,2
Łaziska	1.094,0	442,2	184,9	2.257,3	58,2
Halemba	226,0	174,9	18,9	156,1	89,2
Zabrze	103,0	52,9	11,4	41,5	78,5
Jaworzno III	1.032,0	736,6	573,5	163,0	22,0
Siersza	648,0	397,8	397,8	--	--
Jaworzno II	219,0	158,8	158,8	--	--
Jaworzno I	87,0	61,8	14,5	47,3	76,5
Miechowice	78,0	44,5	16,6	27,9	62,7
Szombierki	33,0	17,6	5,4	12,1	69,4
Katowice	50,0	14,9	14,9	--	--
Gliwice	58,0	31,7	29,7	2,0	6,6

zużycia węgla przez elektrownie, jak również ze stawiania przez elektrownie coraz wyższych wymagań co do jakości dostarczanego węgla.

Kopalnie zostały zmuszone w ten sposób do poprawy jakości węgla dostarczanego elektrowniom - oczywiście przy poprawie relacji ekonomicznych, to jest cen węgla o niższym zapopieleniu.

- Około 60% drobnofrakcyjnych odpadów elektrownianych pochodzi z 5 największych Elektrowni: Łagisza, Rybnik, Łaziska, Jaworzno III, Siersza. Spośród tych elektrowni

jedynie Elektrownia Rybnik wykorzystuje gospodarczo ponad 90% swoich odpadów.

- Wskazane jest poczynienie odpowiednich kroków, aby elektrownie (szczególnie duże) rozpoczęły starania o gospodarcze wykorzystanie swoich odpadów. Pięć dużych zakładów zagospodaruje wtedy ponad 50% produkowanych w województwie odpadów.

2.2.2. Spalanie węgla brunatnego

W wyniku spalania węgla brunatnego w elektrowniach powstają popioły lotne i żużle. Wychód roczny popiołu ze wszystkich elektrowni pracujących na węgiel brunatny wynosi 8.75 mln t/rok (tablica 2.13.). Skład chemiczny powstających popiołów zamieszczono w tablicy 2.14. Wypad popiołu lotnego z poszczególnych elektrowni przedstawiono poniżej.

1) Elektrownia Turów

Wypad popiołu lotnego z Elektrowni Turów kształtuje się na poziomie 3.3 mln t/rok. Popiół ten jest w całości lokowany na składowisku zewnętrznym razem z nadkładem.

2) Elektrownia Bełchatów

Do roku 1992 popioły są lokowane w osadniku nadpoziomym "Lubień" odległym o 3.5 km. Średnio roczny wypad popiołu lotnego - około 4.0 mln t/rok. Poczawszy od roku 1992 popiół lokowany będzie w wyrobisku kopalni wspólnie z nadkładem.

Tablica 2.13

Produkcja odpadów w elektrowniach spalających
węgiel brunatny

Elektrownia	Stan obecny	Stan końcowy	Okres pracy	Uwagi
Turów	110 mln t	255 mln t	1947- 2035	lokowany na zwałowisku zewnętrznym
Bełchatów	35 mln t	211 mln t	1980 - 2035	do 1992 r. lokowany w osadniku nadpoz. Lubień, od 1992 r. - w wyrobisku wraz z nadkładem
Konin Pątnów	22 mln t	31 mln t	1962 - 2000	do 1982 r. lokowany w osadniku nadpoz. k.Kazimierza (12 mln t), obecnie - w wyrobisku wyeksp. o.Gosławice
Adamów	12 mln t	34 mln t	1961 - 2035	do 1989 r. lokowany w osadniku nadpoz., od 1984 - w wyrobisku

3) Elektrownia Adamów

Roczny wychód popiołów z Elektrowni Adamów kształtuje się na poziomie około 500 tys. t/rok. Począwszy od 1984 roku popiół ten lokowany jest w zachodniej części wyrobiska o.Adamów, do roku 1989 popiół lokowany był na składowisku nadpoziomowym zlokalizowanym w pobliżu o.Adamów. Skład chemiczny popiołu stanowi średnią ważoną składu chemicznego węgla spalanych w elektrowni (Adamów, Bogdałów, Władysławów). Skład chemiczny popiołów zawartych w węglach pochodzących z wyżej wymienionych odkrywek zamieszczono w tablicy 2.14.

Tablica 2.14

Skład chemiczny popiołów powstałych w elektrowniach
spalających węgiel brunatny

Kopalnia złoże	Zawartość popiołu w węglu A ^d %	Skład chemiczny popiołu %							
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	Na ₂ O	K ₂ O
KWB - Turów									
o. Turów I	17,0	49,6	31,8	5,4	1,2	1,3	5,0	4,0	1,5
o. Turów II	18,3	48,8	31,5	6,9	1,6	1,5	4,8	2,6	1,4
KWB Bełchatów	21,0	35,0	16,6	5,9	28,0	1,3	13,5	0,3	0,3
KWB Konin									
Pątnów	19,5	49,2	3,2	5,0	30,0	4,0	7,3	0,3	0,75
Kazimierz Pd	24,2	47,9	6,7	7,8	16,1	2,4	17,6	0,3	0,5
Józwin	19,2	39,2	4,0	2,0	40,0	7,0	8,0	0,4	0,4
Lubatów	17,4	51,8	5,7	3,3	24,0	4,4	9,9	0,3	0,3
KWB Adamów									
Adamów	20,0	53,9	7,6	7,25	20,8	2,3	6,0	0,9	0,6
Władysławów	36,1	64,9	6,9	4,7	14,0	1,6	6,6	0,2	0,6

4) Elektrownie Pątnów i Konin

W rejonie KWB Konin pracują dwie elektrownie, to jest: Elektrownia Pątnów - 1200 MW oraz Elektrownia Konin - 500 MW. Roczny wypad popiołów z obu elektrowni wynosi odpowiednio: 650 tys. t/rok oraz 300 tys. t/rok (975 tys. m³/rok oraz 450 tys. m³/rok).

Popiół z Elektrowni Pątnów lokowany był początkowo w składowisku (osadniku) nadpoziomym k. Kazimierza, gdzie ulokowano około 12.0 mln t popiołu. Po zakończeniu eksploatacji odkrywki Gosławice wyrobisko przeznaczono pod lokowanie

popiołów pochodzących z Elektrowni Konin i Pątnów. Do roku 1990 w wyrobisku zlokalizowano około 6.5 mln t popiołów z Elektrowni Pątnów oraz całość popiołów z Elektrowni Konin.

3. BILANS WOLNYCH PRZESTRZENI W PODZIEMIACH KOPALŃ WĘGLA KAMIENNEGO

Punktem wyjścia oceny możliwości zagospodarowania odpadów poprodukcyjnych w podziemiach kopalń głębinowych jest dokonanie bilansu zrobów powstałych w wyniku eksploatacji pokładów węgla kamiennego. Składają się na nie:

- przestrzenie powstające za postępującymi frontami eksploatacyjnymi,
- przestrzenie związane z likwidacją niepotrzebnych wyrobisk korytarzowych,
- przestrzenie związane z obecnością w każdej kopalni starych nieczynnych już wyrobisk i zrobów.

Określenie wielkości pustek poeksploatacyjnych w skali całego górnictwa węgla kamiennego w Polsce oparte zostało na wynikach analizy danych uzyskanych z 14, spośród 70, kopalń węgla kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego i Rybnickiego Okręgu Węglowego za rok 1990, stanowiącej podstawę obliczeń szacunkowych. Sumaryczne wydobycie analizowanych kopalń wyniosło w 1990 roku około 41 mln ton, co stanowi blisko 25% całkowitego wydobycia węgla w Polsce, szacowanego na około 148 mln ton.

Analiza ta objęła dwa zagadnienia:

- 1) określenie wielkości zrobów w czynnych wyrobiskach eksploatacyjnych,
- 2) określenie możliwości lokowania odpadów w wyrobiskach korytarzowych podlegających likwidacji.

3.1. OKREŚLENIE WIELKOŚCI PUSTYCH PRZESTRZENI W CZYNNYCH WYROBISKACH EKSPLOATACYJNYCH

Podstawowym systemem eksploatacyjnym, powszechnie stosowanym w kopalniach węgla kamiennego, jawi się system ścianowy podłużny z zawałem warstw stropowych. Eksploatacja pokładów węgla z podsadzką hydrauliczną lub pneumatyczną została w latach 70 praktycznie zarzucona i w chwili obecnej w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym i Rybnickim Okręgu Węglowym prowadzona jest w małym stopniu. W 1990 roku udział w wydobyciu węgla z podsadzką hydrauliczną kształtował się na poziomie około 15%, a z podsadzką pneumatyczną na poziomie 1.5%. Obrazuje to tablica 3.1., w której wyszczególnione zostały kopalnie, spośród wszystkich objętych analizą, prowadzące eksploatację pokładów węgla systemem ścianowym z podsadzką. W sporadycznych przypadkach, w pokładach gdzie warunki górnictwo-geologiczne nie zezwalają na zastosowanie ścianowych systemów eksploatacyjnych (pokłady strome i silnie nachylone dużej grubości), węgiel wybierany jest innymi systemami. Wymienić tu należy przede wszystkim systemy filarowe: jankowicko-knurowski i jankowicki, jednakże ze względu na marginalne ich wykorzystanie zostały pominięte.

Tablica 3.1

Udział wyrobisk ścianowych eksploatowanych z podsadzką hydrauliczną i pneumatyczną na przykładzie czterech kopalń węgla kamiennego

Lp.	Nazwa kopalni	Całkowita liczba ścian w 1990	Liczba ścian podsadzkowych	Rodzaj podsadzki
1	Zabrze-Bielsz.	27	1	pneumat.
2	Nowy Wirek	24	1	hydraul.
3	Knurów	30	2	pneumat.
4	Jastrzębie	29	14	hydraul.

Analizą objętych zostało 271 ścian o następujących parametrach górniczo-technicznych:

długość (L):	40.0 - 255.0 m
wysokość (H):	1.0 - 4.6 m
nachylenie podłużne:	0 - 50°
nachylenie poprzeczne:	0 - 29°

Wyrobiska ścianowe zostały sklasyfikowane według dwóch podstawowych kryteriów: wysokości i nachylenia podłużnego.

Ze względu na wysokość wyróżnić można ściany prowadzone w pokładach:

- cienkich	$H < 1.5$ m
- średnich	$H = 1.5 - 3.5$ m
- grubych	$H \geq 3.5$ m

Udział wyrobisk ścianowych w poszczególnych grupach przedstawia tablica 3.2.

Tablica 3.2

Klasyfikacja wyrobisk ścianowych
w grupie pokładów średniej miąższości

Lp.	Wysokość ściany	Liczba ścian	%
1	$H < 1.5\text{m}$	38	9
2	$H = 1.5 - 3.5\text{m}$	229	86
3	$H \geq 3.5\text{m}$	14	5
Suma		271	100

Widać więc, że zdecydowaną większość, bo aż 86% stanowią wyrobiska ścianowe prowadzone w pokładach średniej grubości, których wysokość wahała się w granicach od 1.5 m do 3.5 m.

W celu dokładniejszej analizy grupę tę podzielono dodatkowo na osiem podgrup, co ujmuje tablica 3.3. Widać tu, że do-

Tablica 3.3

H [m]	Liczba ścian	%
1.50-1.75	30	13
1.75-2.00	34	14
2.00-2.25	84	37
2.25-2.50	42	18
2.50-2.75	13	6
2.75-3.00	11	5
3.00-3.25	13	6
3.25-3.50	2	1

minującymi co do ilości są ściany o wysokości w zakresie 2.00 - 2.25 m, stanowiące 37% ogólnej ich liczby. Nieco mniejszy udział, aczkolwiek przewyższający znacznie pozostałe, mają

wyrobiska ścianowe o wysokości w zakresie: 2.25 - 2.50 m (18%); 1.75 - 2.00 m (14%) i 1.50 - 1.75 m (13%). Ogółem wyrobiska eksploatacyjne o wysokości w zakresie: 1.50 - 2.50 m stanowią 82% ogólnej ich liczby w grupie ścian prowadzonych w pokładach średnich. Na ich podstawie sporządzono tablicę 3.4, w której przedstawione zostały wielkości pustek poeksploatacyjnych powstałych w wyniku eksploatacji wyrobisk ścianowych prowadzonych w pokładach średniej grubości.

Tablica 3.4

Objętości zrobów w grupie pokładów
średniej grubości

Lp.	H [m]	V [m ³]	%
1	1.50 - 1.75	3.319.542	11
2	1.75 - 2.00	3.650.424	12
3	2.00 - 2.25	11.284.121	37
4	2.25 - 2.50	5.151.785	17
5	2.50 - 2.75	2.578.102	9
6	2.75 - 3.00	1.579.598	5
7	3.00 - 3.25	2.163.579	7
8	3.25 - 3.50	433.820	2
Suma		30.160.971	100

Sumaryczna wielkość zrobów wywołanych robotami eksploatacyjnymi w grupie najczęściej wybieranych pokładów objętych analizą, to jest pokładów o średniej grubości wynosi ponad 30 mln m³ rocznie. Na ściany o wysokości 1.50 - 2.50 m przypada z tego ponad 23 mln m³, co stanowi 77% całości, w tym na wyrobiska eksploatacyjne o wysokości 2.00 - 2.25 m przypada

ponad 11 mln m³, stanowiące 37% całkowitej objętości wybranej przez wyżej wymienione wyrobiska ścianowe.

Objętość wybrana we wszystkich grupach pokładów zamieszczono w tablicy 3.5.

Tablica 3.5

Kubatura zrobów w poszczególnych grupach pokładów

Lp.	H [m]	V [m ³]	%
1	<1.50	2.089.788	6
2	1.50 - 3.50	30.160.971	87
3	≥3.50	2.466.243	7
Suma		34.717.002	100

Całkowita objętość zrobów w trakcie eksploatacji pokładów węgla w 14 objętych analizą kopalniach węgla kamiennego w 1990 roku wyniosła ponad 34 mln m³ (tabl. 3.5), z czego na wyrobiska ścianowe eksploatowane w pokładach średnich przypada 87% całości.

Drugim kryterium, względem którego sklasyfikowano wyrobiska ścianowe, jest ich nachylenie podłużne. Wyróżnić tu należy wyrobiska:

- poziome $\alpha < 10^\circ$
- nachylone $\alpha = 10 - 35^\circ$
- silnie nachylone $\alpha = 35 - 45^\circ$
- strome $\alpha \geq 45^\circ$

Spośród wyrobisk eksploatacyjnych objętych analizą zdecydowana większość to ściany podłużne, czyli prowadzone po rozciągłości pokładów (ściany poprzeczne stanowią tu mniej

niż 10% ogólnej ich liczby). Tak więc ich nachylenie podłużne obejmuje jednocześnie nachylenie pokładu.

W tabelicy 3.6 zestawiono udziały ilościowe poszczególnych grup wyrobisk ścianowych w ogólnej liczbie objętych analizą.

Tablica 3.6
Klasyfikacja wyrobisk ścianowych
ze względu na nachylenie podłużne

Lp.	Typ wyrobiska ścianowego	Liczba ścian	%
1	poziome	126	46.4
2	nachylone	140	51.7
3	s.nachylone	4	1.5
4	strome	1	0.4
Suma		271	100.0

Eksploatacją objęte są praktycznie wszystkie typy wyrobisk ścianowych. Dominujące przy tym są dwie grupy:

- ściany nachylone ($\alpha = 10 - 35^\circ$) - stanowiące prawie 52% ogólnej ich liczby,
- ściany poziome ($\alpha < 10^\circ$) - stanowiące ponad 46% ogólnej ich liczby.

Ściany silnie nachylone i strome mają natomiast niewielkie znaczenie - udział ich nie przekracza 2%.

Kubaturę wolnych przestrzeni powstałych w wyniku eksploatacji poszczególnych grup wyrobisk ścianowych, zgodnie z podziałem przedstawionym w tabelicy 3.6, zamieszczono w tabelicy 3.7.

Tablica 3.7

Objętości przestrzeni możliwych do wypełnienia w poszczególnych grupach wyrobisk ścianowych

Lp.	α [deg]	V [m ³]	%
1	< 10	15.331.505	44
2	10 - 35	18.933.021	55
3	35 - 45	450.820	1
4	≥ 45	1.656	0
Suma		34.717.002	100

Widać więc, że objętość wybrana przez ściany poziome i nachylone ($\alpha = 0 - 35^\circ$) obejmuje 99% całości, z czego na ściany nachylone przypada blisko 19 mln m³, stanowiące 55% objętości całkowitej przestrzeni wybranej.

Reasumując, całkowitą objętość zrobów wytworzonych w wyniku prowadzenia eksploatacji pokładów węgla kamiennego w skali całego górnictwa w Polsce można oszacować na wielkość rzędu 139 mln m³ rocznie.

3.2. OKREŚLENIE MOŻLIWOŚCI LOKOWANIA ODPADÓW W WYROBISKACH KORYTARZOWYCH PODLEGAJĄCYCH LIKWIDACJI

Obok wyrobisk eksploatacyjnych w kopalniach węgla kamiennego istnieją dodatkowo możliwości zagospodarowania pod kątem lokowania odpadów poprodukcyjnych wyrobisk korytarzowych, które w miarę przemieszczania się frontów eksploatacyjnych podlegają likwidacji.

Do wyrobisk tych zaliczyć należy:

- wyrobiska udostępniające - wykonywane w celu otwarcia dostępu do złoża, które w miarę wyczerpywania się zasobów węgla kamiennego w danym rejonie przeznaczone są do likwidacji,
- wyrobiska przygotowawcze - głównie chodniki przyścianowe - prowadzone w celu przygotowania pola do eksploatacji, które wraz z postępowaniem frontów eksploatacyjnych (prowadzonych od granic) ulegają likwidacji bądź to przez wyrabowanie obudowy i zawał, bądź to poprzez ich podsadzenie.

O znaczeniu wyrobisk korytarzowych w aspekcie możliwości ulokowania w nich odpadów niech świadczy fakt, że w 1990 roku w 14 objętych analizą kopalniach zlikwidowano ogółem ponad 250 km tych wyrobisk, w tym około 150 km chodników przyścianowych. Daje to podstawę do szacunkowego określenia długości zlikwidowanych wyrobisk korytarzowych w skali całego naszego górnictwa węglowego na wielkość rzędu 1000 km rocznie, z czego około 600 km przypada na wyrobiska przyścianowe. Zważywszy ponadto na fakt, że przekroje poprzeczne tych wyrobisk, w momencie zabudowy, wahały się w granicach 5 - 15 m², widoczne są duże możliwości ulokowania w nich kamienia oraz innych odpadów powstających w procesie produkcji, przerobu oraz spalania węgla kamiennego.

Analizą objętych zostało ogółem 620 zlikwidowanych w 1990 roku wyrobisk korytarzowych, w tym 226 chodników przyścianowych o następujących parametrach górnictwo-technicznych:

długość zlikwidowana (L)	8 - 1300 m
przekrój poprzeczny	
w momencie zabudowy (S)	5 - 15 m ²
nachylenie podłużne (α)	0 - 30°

W celu dokładniejszej analizy pustych przestrzeni likwidowanych wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego dokonano ich klasyfikacji. Obok wielu innych kryteriów jednym z podstawowych jawi się podział ze względu na nachylenie osi podłużnej wyrobiska (α). Według tego kryterium wyrobiska korytarzowe dzielimy na następujące grupy:

- poziome $\alpha < 4^\circ$
- o małym nachyleniu $\alpha = 4 - 12^\circ$
- o średnim nachyleniu $\alpha = 12 - 30^\circ$
- o dużym nachyleniu $\alpha = 30 - 45^\circ$
- strome $\alpha \geq 45^\circ$

Udział wyrobisk korytarzowych w wyżej wymienionych grupach przedstawia tablica 3.8.

Tablica 3.8

Klasyfikacja wyrobisk korytarzowych ze względu na nachylenie podłużne

Lp.	Typ wyrobiska korytarzowego	Liczba	%
1	poziome	381	61.5
2	o małym nachyl.	200	32.0
3	o średnim nachyl.	37	6.0
4	o dużym nachyl.	-	-
5	strome	2	0.5
Suma		620	100.0

Zdecydowaną większość stanowią wyrobiska korytarzowe poziome (62%) i o małym nachyleniu (32%) obejmujące w sumie blisko 94% ogólnej liczby analizowanych wyrobisk. Nie występują natomiast wyrobiska korytarzowe o dużym nachyleniu, a wyrobiska strome mają marginalne znaczenie.

W niniejszym punkcie wydzielone zostały spośród ogólnej liczby likwidowanych wyrobisk korytarzowych wyrobiska przyścianowe. Podyktowane to zostało faktem, że lokowanie odpadów w tych wyrobiskach może odbywać się równolegle z wypełnianiem pustych przestrzeni powstałych za przemieszczającymi się frontami ścianowymi, do których te wyrobiska przynależą. Istnieje przez to możliwość mechanizacji obu tych procesów razem. Likwidacja pozostałych zaś wyrobisk odbywa się okresowo, co wymusza stosowanie odmiennych metod ich wypełniania.

Udział chodników przyścianowych w poszczególnych grupach wyrobisk korytarzowych pokazuje tablica 3.9.

Tablica 3.9

Liczba chodników przyścianowych odpowiadająca poszczególnym grupom wyrobisk korytarzowych

Lp.	Typ wyrobiska korytarzowego	Liczba	%
1	poziome	180	80.0
2	o małym nachyl.	44	19.5
3	o średnim nachyl.	2	0.5
4	o dużym nachyl.	-	-
5	strome	-	-
Suma		226	100.0

Tablica 3.10
Objętości zrobów powstałych w
wyniku likwidacji chodników
przyścianowych

Lp.	α [deg]	V [m ³]	%
1	< 4	1.334.742	85.8
2	4 - 12	218.460	14.0
3	12 - 30	1.860	0.2
4	30 - 45	-	-
5	\geq 45	-	-
Suma		1.555.062	100

W tablicy 3.10 przedstawiono zaś objętości pustych przestrzeni zlikwidowanych w ślad za postępującymi frontami ściannymi chodników przyścianowych. Objętości te wyliczono poprzez przemnożenie wybiegów ścian i przekrojów nominalnych poszczególnych wyrobisk, wynikających z wymiarów zabudowanych odrzwi obudowy. W celu określenia kubatury zrobów wyrobisk przyścianowych zsumowano objętości wszystkich zlikwidowanych chodników przyścianowych w analizowanych kopalniach. Zwrócić należy tu uwagę, że wartość tak obliczonej objętości zrobów nie odzwierciedla w pełni stanu rzeczywistego. Podyktowane to jest zjawiskiem zaciskania wyrobisk. Dotyczy to zwłaszcza wyrobisk o długim czasie funkcjonowania. Rzeczywisty przekrój wyrobiska w momencie jego wypełniania jest mniejszy i może osiągać od 60% do nawet 40% wartości nominalnej. Stopień zaciskania wyrobiska zależy od wielu czynników górniczo-geologicznych i jest niezwykle trudny do określenia. Dlatego też oparto się na danych przybliżonych.

W przypadku chodników przyścianowych, w niewielkiej odległości za czołem ściany, stopień zaciskania wyrobiska będzie mały. Dlatego wyznaczone objętości pustych przestrzeni w wyżej opisany sposób dla tej grupy wyrobisk w szacunkowych rachunkach można traktować jako odpowiadające objętościom możliwym do ulokowania.

Tak więc sumaryczna objętość przestrzeni możliwych do zagospodarowania w trakcie likwidacji chodników przyścianowych za postępującymi frontami eksploatacyjnymi w analizowanych kopalniach w ciągu roku wyniosła ponad 1.5 mln m³. Na wielkość tę przypada prawie 86% wolnych przestrzeni wyrobisk przyścianowych o nachyleniu do 4°. Dodać należy, że w omawianych kopalniach przestrzenie te wypełniono zaledwie w około 1%, podsadzając około 15 tys. m³. W skali całego górnictwa węglowego w Polsce całkowitą objętość zrobów, nadających się do zagospodarowania w trakcie likwidacji chodników przyścianowych za postępującymi frontami eksploatacyjnymi, uwzględniając zaciskanie wyrobisk, można oszacować na około 3.5 - 5.0 mln m³ rocznie.

Dalsza analiza obejmuje pozostałe likwidowane wyrobiska korytarzowe - udostępniające i przygotowawcze.

Na podstawie danych zawartych w wyżej wymienionych tablicach zestawiono sumaryczne wartości objętości przestrzeni możliwych do zagospodarowania dla poszczególnych grup wyrobisk. Przedstawia to tablica 3.11, w której ujęto ponadto objętości podsadzone.

Tablica 3.11

Objętości zlikwidowanych wyrobisk korytarzowych

Lp.	α [deg]	V [m ³]*	%	V _{Pods} [m ³]	%
1	< 4	478.178	46.3	58.800	12.0
2	4 - 12	462.814	44.8	84.000	18.0
3	12 - 30	67.883	6.6	16.300	24.0
4	30 - 45	-	-	-	-
5	≥ 45	23.878	2.3	12.061	50.0
Suma		1.032.753	100	171.161	17.0

* - objętość wyliczono jako iloczyn przekroju nominalnego i długości odcinka zlikwidowanego wyrobiska

Sumaryczna wielkość przestrzeni możliwych do zagospodarowania w trakcie likwidacji zbędnych wyrobisk korytarzowych, nie będących chodnikami przyścianowymi w 14 kopalniach wyniosła w 1990 roku ponad 1 mln m³, z czego na wyrobiska poziome przypada prawie 480 tys. m³, co stanowi ponad 46%, a na wyrobiska o małym nachyleniu, to jest do 12°, przypada ponad 460 tys. m³, stanowiące blisko 45% całości.

Wyrobiska o średnim nachyleniu oraz strome mają tutaj niewielkie znaczenie i stanowią odpowiednio 6.6% i 2.3% całości.

Uwzględniając efekt zaciskania wyrobisk, przyjmując średnio 50% stopień zaciśnięcia tych wyrobisk, można przyjąć szacunkowo, że objętość wolnych przestrzeni, możliwych do zagos-

podarowania wyniesie minimum 0.5 mln m^3 , co w skali całego górnictwa węgla kamiennego w Polsce da około 2 mln m^3 rocznie.

Reasumując, możliwości lokowania odpadów poprodukcyjnych w wyrobiskach korytarzowych - udostępniających i przygotowawczych likwidowanych w ciągu roku w skali całego górnictwa węgla kamiennego w Polsce można określić szacunkowo na $6 - 7 \text{ mln m}^3$.

4. SELEKTYWNE WYBIERANIE WĘGLA KAMIENNEGO I SKAŁ OTACZAJĄCYCH

Zadaniem selektywnego wybierania jest minimalizacja zanieczyszczenia węgla kamiennego odpadami. Stopień zanieczyszczenia węgla kamiennego skałą płonną zależy od dokładności selektywnego urabiania i ładowania. Problem ten dotyczy zarówno dołowych robót przygotowawczych, jak i wybierkowych.

W robotach przygotowawczych i wybierkowych zanieczyszczenie węgla skałą płonną wynika często z trudności wzrokowego rozpoznania przez osobę sterującą ręcznie maszyną urabiającą granicy między węglem kamiennym a skałami otaczającymi. Według źródeł niemieckich [39] około 14% kamienia zawartego w całkowitym wydobyciu stanowi kamień będący wynikiem niepotrzebnego urabiania skał spągowych, dotyczy to zwłaszcza ścian strugowych. Zjawisko to często występuje w cienkich pokładach o miękkim spągu i twardym węglu, w których utrzymanie płaszczyzny strugania jest bardzo utrudnione. Utrudniona albo wręcz niemożliwa jest kontrola wzrokowa czół ścian. W pokładach grubszych kontrola wzrokowa spągu na ścieżce maszynowej często nie jest możliwa, gdyż leży tam urobek pochodzący z obwałów lub spadający z trasy przenośnika ścianowego. Jeszcze bardziej komplikuje się pro-

blem przy wybieraniu pokładów cienkich stromo zalegających, gdzie przebywanie ludzi poniżej maszyny urabiającej w czasie jej pracy jest zabronione ze względu na zagrożenie życia. W wyrobiskach korytarzowych kontrolę wzrokową miejsca pracy ostrzy narzędzi urabiających utrudnia zapylenie występujące w czasie urabiania.

W wielu krajach, w których rozwinięty jest przemysł górniczy (USA, Wielka Brytania i Polska), od lat sześćdziesiątych przy dużych nakładach finansowych trwają prace nad czujnikiem węgiel-skała. Mimo to nie udało się do tej pory opracować i wykonać uniwersalnego przyrządu dającego się zastosować w ścianach wybieranych na całą miąższość pokładu strugami i kombajnami, jak i w przodkach mieszanych węglowo-kamiennych lub kamiennie-węglowych drażonych stopniowo kombajnami chodnikowymi.

Podstawowym zadaniem czujnika węgiel-skała jest ciągle lub nieciągle automatyczne rozpoznawanie warstwy granicznej między węglem a skałami otaczającymi w stropie i spągu wybieranych pokładów oraz prowadzenie ostrzy narzędzi urabiających nowoczesnych maszyn górniczych na tej granicy.

Stosowanie maszyn górniczych wyposażonych w ww. czujnik spowoduje wolniejsze zużycie ostrzy narzędzi urabiających, a przez to zmniejszy się liczba postojów związanych z ich wymianą. Zmniejszy się również pobór energii zasilania, a także zanieczyszczenie węgla kamiennego skałą płonną.

Rozpoznanie styku węgla z otaczającymi skałami zapewni automatyzację sterowania strugą w płaszczyźnie pokładu. Rów-

nież automatyczne sterowanie położeniem organów urabiających kombajnów w płaszczyźnie pokładu wymaga rozpoznania ich odległości od spągu i stropu.

4.1. STAN PRAC BADAWCZYCH NAD CZUJNIKIEM WĘGIEL-SKAŁA

Jako jedne z pierwszych opracowano izotopowe czujniki odbiciowe do pomiaru grubości łąty węglowej. Działały one na zasadzie pomiaru rozproszonego promieniowania odbitego od węgla i skały, generowanego przez źródło izotopowe umieszczone w korpusie czujnika. Zasada pomiarowa warunkuje dostateczną czułość przy dużej różnicy gęstości węgla i skały towarzyszącej. Maksymalna grubość mierzonej warstwy węglowej nie przekraczała 5 do 12 cm, co jest niewystarczające do pomiaru łąty podtrzymującej strop. Czujniki izotopowe wymagały utrzymania stałego kontaktu ich powierzchni pomiarowych ze stropem, co powoduje trudności montażowe. Zmieniająca się w czasie pracy kombajnu szczelina powietrza między czujnikiem a mierzoną warstwą wpływa na dokładność pomiarów. Obecność źródła izotopowego na kombajnie również stwarza wielu problemów eksploatacyjnych i formalnych. Ze względu na powyższe wady czujniki te nie znalazły szerszego rozpowszechnienia, a prace nad tą koncepcją zaniechano.

Lepsze rozwiązanie czujnika mierzącego grubość łąty węglowej w stropie powstało w MRDE - Bretby w Wielkiej Brytanii [33]. Wykorzystano w nim zasadę pomiaru natężenia naturalnego promieniowania gamma skały płonnej i węgla. Warun-

kiem poprawnego działania tego czujnika jest znaczna przewaga promieniowania skały w stosunku do węgla. Wówczas warstwa łąty węglowej jest warstwą pochłaniającą promieniowanie skały. Wielkość pochłaniania jest miarą grubości łąty węglowej (TOP COAL). Podstawową zaletą tego czujnika jest prosty sposób montażu na kombajnie, gdyż nie wymaga on kontaktu płaszczyzny pomiarowej ze stropem. Optymalna odległość czujnika od stropu wynosi 250 mm. W czujniku jako detektor promieniowania zastosowano scyntybłok produkcji amerykańskiej przeznaczony dla celów militarnych, o konstrukcji przystosowanej dla przemysłu. Detektor ten charakteryzuje się dużą czułością, odpornością na wstrząsy i drgania, co umożliwia zamontowanie na ścianowym kombajnie węglowym. Jak wynika z badań wykonanych w polskich kopalniach przez EMAG w ramach współpracy z MRDE - Bretby, czujnik mógłby być stosowany w około 40% wybieranych pokładów. Ma on ograniczony zakres stosowania, gdyż piaskowce nie emitują promieniowania gamma o natężeniu mierzalnym przez czujnik. Warunkiem poprawnego jego działania jest również odpowiednia grubość warstwy skały płonnej zapewniająca odpowiednie natężenie promieniowania oraz brak w ścianie czynników powodujących lokalne koncentracje promieniowania (cieki wodne, uskoki itp.). Zgodnie z danymi angielskimi obecnie około 100 takich czujników pracuje w kopalniach. Między innymi czujnik ten zastosowała firma BJD do swych kombajnów ścianowych.

Miernik typ 801 zastosowany w systemie sterowania MIDAS mierzy grubość łąty przystropowej do 50 cm przy prędkości po-

suwu kombajnu do ok. 6,1 m/min oraz przy naturalnym promieniowaniu w zakresie od 10 do 40 pikocurie na gram materiału. Miernik ten można przystosować do pomiaru grubości warstwy węgla w spągu.

Ostatnio obserwuje się znaczny postęp w pracach nad czujnikiem węgiel - skała którego, zasada działania opiera się na pomiarze siły skrawania występującej w czasie urabiania. Postęp prac nad tym sposobem kontroli granicy między węglem a skałą towarzyszącą wiąże się z nowymi możliwościami, jakie stwarza technika mikroprocesorowa. W opracowanych rozwiązaniach nóż pomiarowy zamontowano na ślimakowych organach urabiająco-ładujących ścianowych kombajnów węglowych. W związku z tym należy zapewnić pewne zasilanie układu pomiarowego czujnika na obracającym się organie urabiającym i niezawodne przesłanie sygnałów pomiarowych do skrzyni aparaturowej kombajnu, natomiast konstrukcja poszczególnych podzespołów musi być przystosowana do pracy przy dużym zawilgoceniu (zraszanie) oraz musi być masywna, by zapewniała wymaganą trwałość i odporność na narażenia mechaniczne w czasie urabiania. Na tej zasadzie działa czujnik Instytutu MRDE - Bretby wchodzący do systemu sterowania MIDAS. Mikrokomputerowy układ pomiarowy z przetwornikiem siły MRDE - Bretby służy do utrzymania organu urabiającego w pokładzie w czasie urabiania kombajnem. Do pomiaru sił zastosowano przetwornik tensometryczny. Konstrukcja głowicy pomiarowej umożliwia pomiar składowej stycznej siły skrawania. Zespół pomiarowy składa się z noża prowadzącego i tylnego noża pomiarowego.

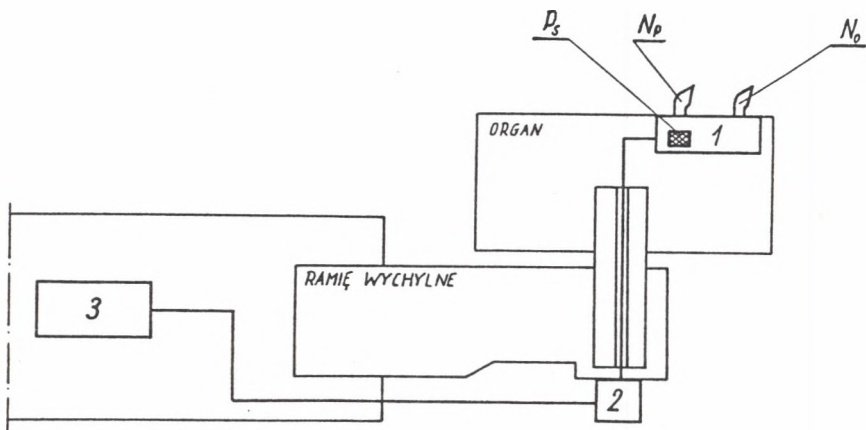
Na szczególną uwagę zasługuje czujnik węgiel-skała rozdzielnej konstrukcji typu CW-S/5000p [31, 32]. Prototyp czujnika wykonano w OBR EMAG (Ośrodek Badawczo-Rozwojowy Elektrotechniki i Automatyki Górniczej) i poddano go badaniom laboratoryjnym i stanowiskowym w 1990 r. Badania stanowiskowe przeprowadzono w warunkach quasi-rzeczywistych. Na stanowisku badawczym OBR EMAG dwuramionowym ścianowym kombajnem węglowym urabiano specjalnie przygotowany doświadczalny blok betonowy wykonany z dwóch warstw o różnej urabialności. Warstwa górna odpowiadała średnio twardym węglom, a warstwa dolna piaskowcowi. Badania te potwierdziły prawidłowość działania i oczekiwane parametry rozwiązania prototypowego w czasie skrawania. Układ czujnika poprawnie odtwarza przebiegi skrawania w czasie urabiania. Wykrywa stan urabiania węgla i skale.

W skład układu prototypowego czujnika węgiel - skała typu CW-S/5000p (rys.4.1) wchodzi następujące zespoły:

1. Głowica pomiarowa typu GC-5000/1400.
2. Transformatorowy zespół sprzęgający typu TZS/1000 - 500.
3. Mikroprocesorowy detektor węgiel - skała typu DWS/255.

Ad 1. Głowica pomiarowa przystosowana jest do montażu na ślimakowym organie urabiająco-ładującym o średnicy 1,4 m (rys.4.1).

Głowica pomiarowa jest podstawowym zespołem czujnika węgiel-skała, mierzy składową promieniową siłę skrawania za pomocą piezoelektrycznego przetwornika siły konstrukcji Głównego Instytutu Górnictwa.



Rys.4.1. Schemat czujnika węgiel-skała CW-S/5000p
 1 - głowica pomiarowa, 2 - transformatorowy zespół sprzęgający, 3 - mikroprocesorowy detektor węgiel-skała, P_s - piezoelektryczny przetwornik siły, N_p - nóż pomiarowy, N_o - nóż ochraniająco - prowadzący

Fig.4.1. Schematic diagram of the CW-S/5000p coal-rock sensor
 1 - measuring head; 2 - transformer-type coupling assembly; 3 - microprocessor-type coal-rock detector; P_s - piezoelectric face converter; N_p - measuring knife; N_o - protective-and-guiding knife

Parametry głowicy:

- | | |
|---|-----------------|
| - Zakres pomiarowy siły promieniowej | - 0 + 5000 N |
| - Pasma przenoszonych częstotliwości | - 10 + 2000 Hz |
| - Prąd zasilający | - 3 mA |
| - Sygnał wyjściowy dla siły równej zero | - 5,9 V |
| - Sygnał maksymalny | - 13 V |
| - Czułość | - 5 mV/N + 20 % |

Piezoelektryczny przetwornik siły " P_s " wraz z nożem pomiarowym " N_p " poprzedzony jest nożem ochraniająco-prowadzącym " N_o " zapewniającym stałą głębokość skrawu. Noże pomiarowy i ochraniająco-prowadzący znajdują się na jednej linii skrawania w specjalnym zestawie gniazd przymocowanym do

ślimakowego organu urabiająco-ładującego, np. wspawanym w tarczę przyczolową. Składowa promieniowa siły skrawania dzięki połączeniu elastycznemu między tulejami zewnętrzną i wewnętrzną przenoszona jest na przetwornik piezoelektryczny, a składowa styczna siły skrawania przenoszona jest w całości na korpus tulei zewnętrznej. Nóż pomiarowy mocowany jest w tulei wewnętrznej.

Ad 2. Transformatorowy zespół sprzęgający między częścią wirującą a nieruchomą układu przeznaczony jest do przesyłania sygnału pomiarowego z głowicy pomiarowej do detektora mikroprocesorowego DWS/255 umieszczonego w skrzyni aparaturowej kombajnu oraz do zasilania wirującej części układu.

Napięcie zasilania wynosi $U = 5 \text{ V} \pm 5\%$, a pobór prądu jest równy $I_{\text{max}} = 180 \text{ mA}$. Część wirująca jest oddzielona od nieruchomej szczeliną powietrza równą ok. 0,5 mm. Elektryczny przewód zasilający łączący przetwornik siły z częścią wirującą TZS jest prowadzony wzdłuż płatów ślimaka w odpowiednim kanale do komory w strefie osi organu urabiającego, a następnie przechodzi osiowo w rurze przez otwór wydrążony w wale i przekładni planetarnej. TZS jest montowany w gnieździe pokrywy ramienia wychylnego od strony zastawek przenośnika zgrzeblowego.

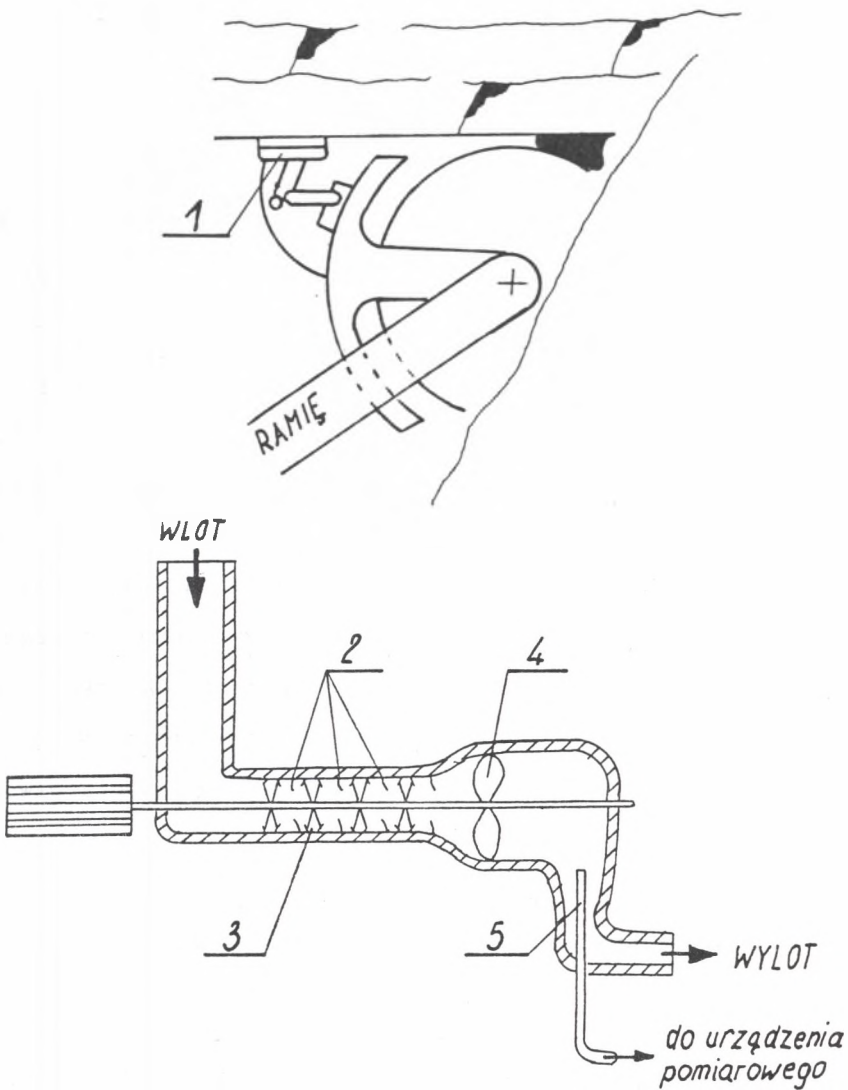
Ad 3. Mikroprocesorowy detektor węgiel - skała jest montowany w odpowiedniej szczelinie kasety bloku komputera kombajnowego typu BKK - 8/6U systemu MAKS. Detektor ten składa się z układu zliczającego, tj. przetwornika częstotliwości i sterownika mikroprocesorowego przetwarzającego sygnał pomiarowy

według algorytmów identyfikacji urabiania w węglu i skale towarzyszącej.

Opisany szczegółowo czujnik CW-S/5000p może ciągle prowadzić organy urabiająco-ładujące na granicy węgiel-skała, może także korygować położenie ramion wychylnych kombajnu w stosunku do skrawu wzorcowego, z powodu niezamierzonego urabiania skały w spągu lub stropie w czasie wykonywania skrawu automatycznego. Wejdzie on w skład urządzeń mikroprocesorowego systemu automatyzacji kombajnów ścianowych "MAKS". Jednym ze sposobów sterowania w tym systemie jest sterowanie programowe ramionami wychylnymi kombajnu. Polega ono na odwzorowaniu podczas skrawu automatycznego położenia ramion wychylnych zarejestrowanych w pamięci układu dla przemieszczeń kombajnu wzdłuż czoła ściany w trakcie wykonywania skrawu wzorcowego. Skraw wzorcowy wykonuje kombajnista sterując ręcznie maszyną.

Polskie rozwiązanie układu czujnika węgiel - skała powinno być poddane w warunkach dołowych niezwłocznym badaniom weryfikacyjnym w pokładzie o twardym stropie i spągu wraz z mikroprocesorowym systemem automatyzacji kombajnów ścianowych "MAKS" dla wybranej konstrukcji dwuramionowego ścianowego kombajnu węglowego.

Niedawno podano również stan zaawansowania prac badawczych nad czujnikiem światłowodowym rozpoznającym styk węgla ze skałą poprzez pomiar różnych zdolności odbicia światła przez węgiel i skały otaczające [39]. Ten system czujnikowy umieszczono na głowicy strugowej. Głowica pomiarowa czujnika



Rys.4.2. Idea czujnika węgiel-skała opartego na próbkowaniu urobku

1 - urządzenia pobierające próbki, 2,3 - przyrządy do obróbki próbki, 4 - mieszadło, 5 - urządzenie do pobrania próbki reprezentatywnej dla właściwego pomiaru

Fig.4.2. Idea of the coal-rock sensor based on sampling of the run-of-mine

1 - sampling installations; 2, 3 - sample processing devices; 4 - mixer; 5 - device for taking a sample, which is representative for the specific measurement

z kryształem szafiru porusza się w bruździe wykonanej przez nóż przyspągowy. Czujnik ten jest próbowany w warunkach dołowych. Dalsze prace nad nim trwają.

Zupełnie odmienną koncepcję uniwersalnego czujnika węgiel - skała dającego się zastosować na kombajnach ścianowych i chodnikowych opracowano w RWTH Aachen (Niemcy) [42]. Proponuje się tam, zamiast rozpoznawać granicę podziału między węglem a skałami przy spągu i stropie, pobierać za pomocą czujnika jedynie próbki. Na obydwu ładowarkach kombajnu (rys.4.2) lub w innym miejscu znajdują się urządzenia pobierające próbki 1, pracujące ciągle lub okresowo. Pobrany materiał w czasie ok.1 + 1,5 sek. doprowadzony jest do urządzenia pomiarowego umieszczonego na korpusie lub ramionach kombajnu. W urządzeniach są przyrządy do obróbki próbki 2,3, mieszania 4 i pobrania próbki reprezentatywnej dla właściwego pomiaru 5. Obecnie poszukuje się najwłaściwszej metody pomiarowej.

4.2. WYROBISKA KORYTARZOWE DRAŻONE SAMODZIELNIE

W robotach przygotowawczych w 70 polskich kopalniach węgla kamiennego w 1990 roku wykonano łącznie ok. 1019 km chodników. Długość chodników węglowych była równa ok. 136 km, chodników kamiennych ok. 158 km, a chodników mieszanych drażonych w węglu i kamieniu ok. 725 km.

Aby ograniczyć zanieczyszczenie węgla odpadami w chodnikach mieszanych, węgiel należy wybierać oddzielnie (selektywnie) od skały płonnej. Skałę płoną otrzymaną z chodników

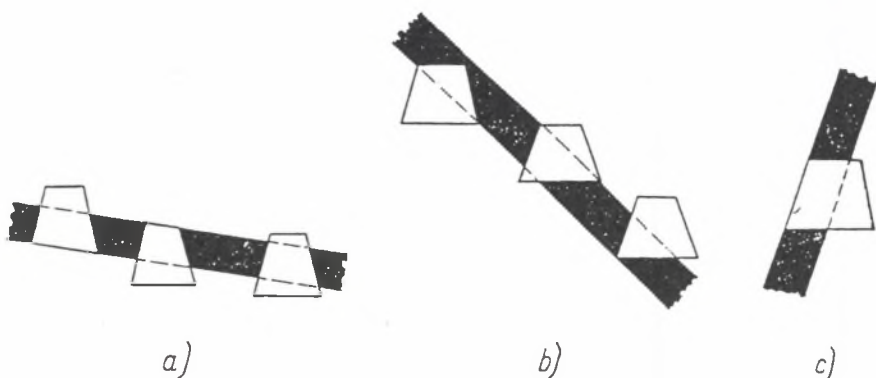
kamiennych oraz z przybierki spągu lub stropu pokładu wywozi się na powierzchnię ziemi i łącznie z odpadami z przeróbki odtransportowuje się na zwały (hałdy). Ze względów ekologicznych najekonomiczniej i najwygodniej jest lokować odpady w pustych przestrzeniach pod ziemią.

4.2.1. Wyrobiska korytarzowe drażone wąskim przodkiem

Pokład węgla w przekroju poprzecznym wyrobiska korytarzowego mieszanego powinien być tak zlokalizowany, by w jak najmniejszym stopniu istniała konieczność pobierki kamienia. Zależy to od nachylenia pokładu, jego grubości i warunków górniczo-geologicznych [9]. Przybierkę skały płonnej robi się zwykle w spągu lub w stropie (rys.4.3). Chodniki podstawowe (podścianowe) przeważnie drażą się z przybierką spągu, chodniki wentylacyjne (nadścianowe) z przybierką stropu. Przy nachyleniu pokładów powyżej 50° przybiera się tylko spąg, aby nie naruszać calizny płyty stropowej i tym nie wywołać dodatkowego ciśnienia spełzających skał stropowych (rys.4.3c).

Sposób urabiania dobiera się odpowiednio do urabialności węgla i skał otaczających.

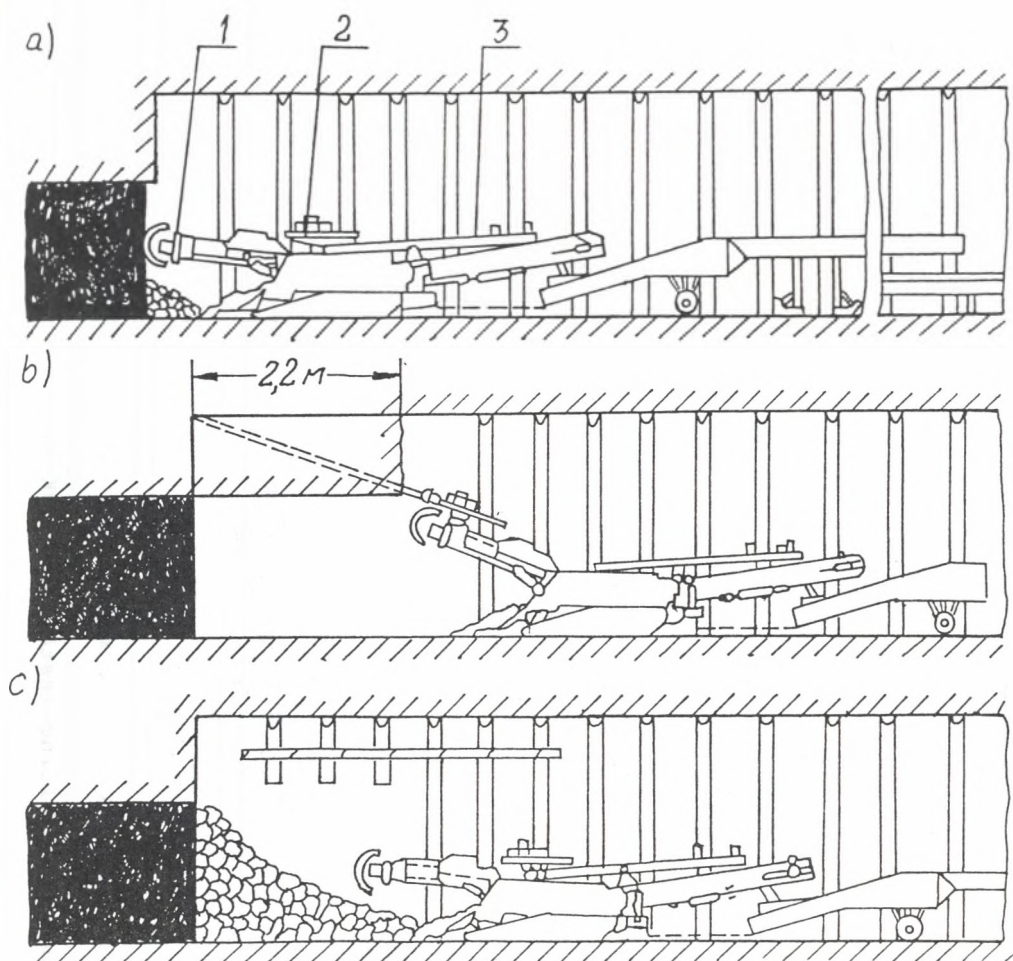
Selektywne wybieranie z zastosowaniem chodnikowego kombajnu ramieniowego frezującego do wybierania węgla i robót wiertniczo-strzelniczych do urabiania skał towarzyszących (rys.4.4) stosuje się, gdy przybierane skały nie mogą być urobione za pomocą kombajnu chodnikowego [36]. Przykładowo, dla kombajnu AM - 50, kiedy wytrzymałość na ściskanie urabianych skał przekracza 60 MPa.



Rys.4.3. Różne rodzaje przybierek w chodnikach przy zaleganiu pokładu
 a) słabo nachylonym, b) silnie nachylonym, c) stromym

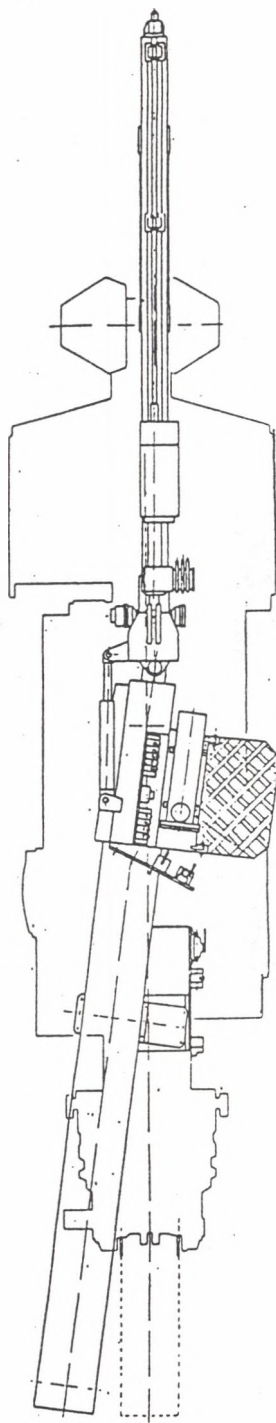
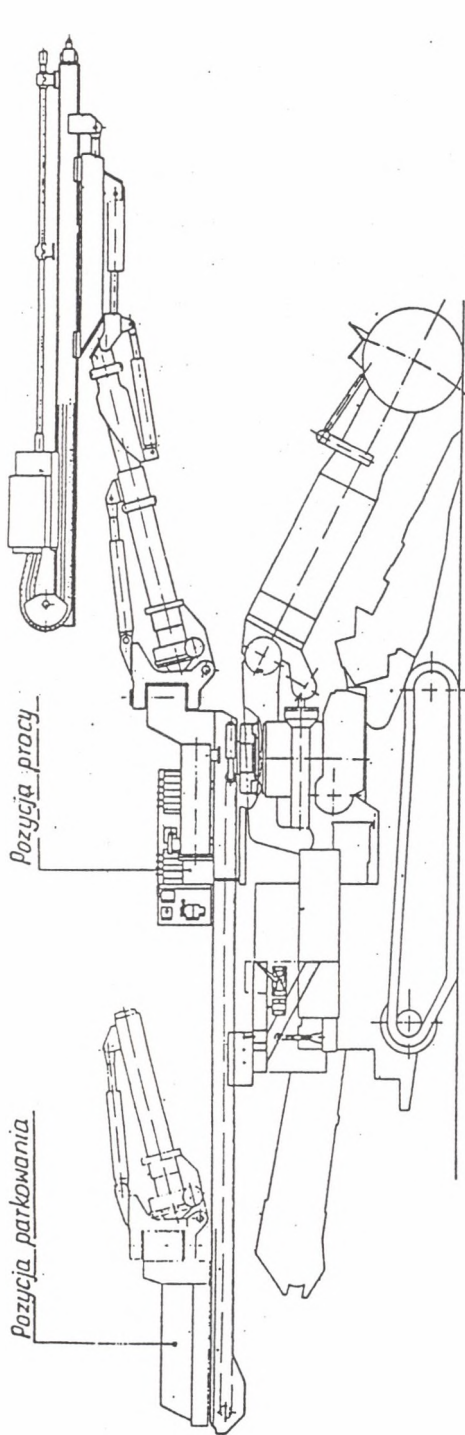
Fig 4.3. Different types of rippings in headings at deposition of strata a) at small inclinations; b) at high inclinations; c) in steep coal seams

W tej technologii cykl rozpoczyna się urabianiem węgla głowicą urabiającą kombajnu poruszającego się po spągu pokładu. Kombajn wybiera węgiel na szerokość wyrobiska w wyłomie i na całą grubość pokładu (rys.4.4a) wykonując wnękę na głębokość 2,2 m. Potem następuje obwiert skalnej części przodku za pomocą wiertniczego urządzenia kombajnowego (rys.4.4b). Podwieszane urządzenie do wiercenia otworów strzałowych składa się z podpory obrotowej dla wiertarki 1 zamocowanej na korpusie ramienia (wysięgnika) kombajnu, wiertarki 2 i zespołu do przemieszczania wiertarki z położenia parkowania do położenia pracy i odwrotnie 3. Specjalne podwieszane urządzenie pozwala wiercić otwory strzałowe w dowolnym kierunku. Następnie odbywa się ładowanie otworów



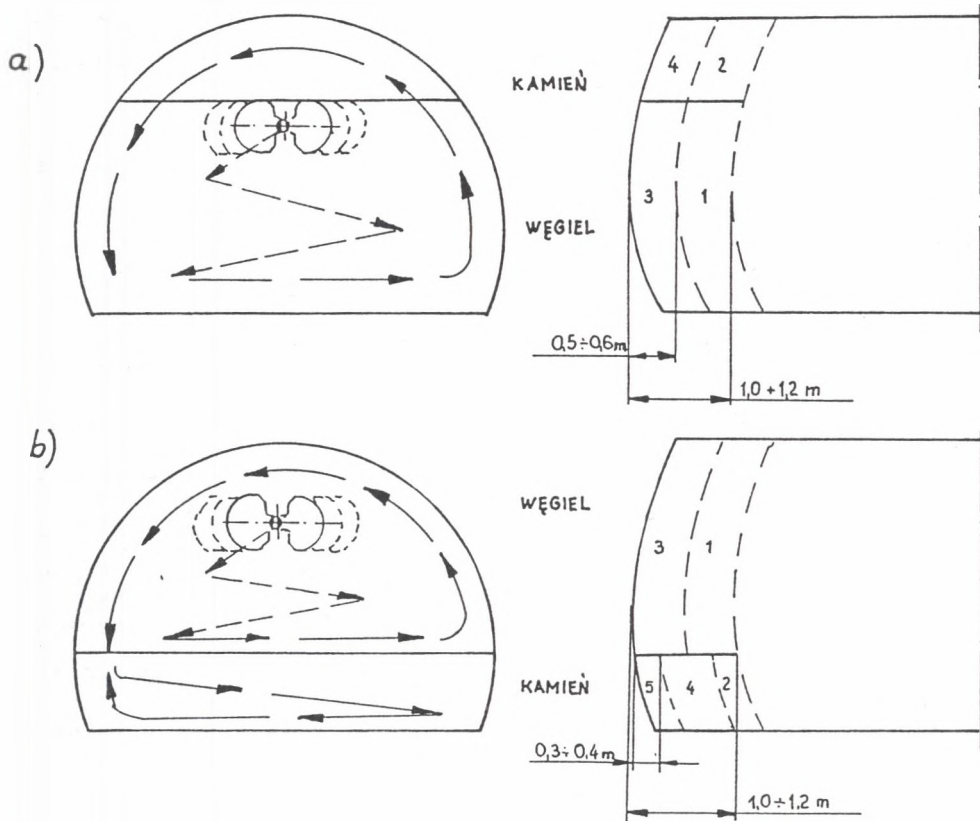
Rys.4.4. Kombinowana selektywna technologia stosowana w wyrobiskach korytarzowych drażonych wąskim przodkiem
 a) wybieranie węgla, b) odwiercanie otworów strzałowych, c) ładowanie odstrzelonej masy skalnej: 1 - podpora dla wiertarki, 2 - wiertarka, 3 - zespół do przemieszczania wiertarki

Fig.4.4. Combined selective technology used in dog headings driven with a narrow forehead
 a) coal winning; b) blast-hole boring; c) load-in of the blasted rock mass: 1 - support of drill; 2 - drill; 3 - drill displacement assembly



Rys. 4.5. Wiertnicze urządzenie kombajnowe WUK 11

Fig. 4.5. Combined drilling installation WUK 11



Rys.4.6. Kombajnowa selektywna technologia stosowana w wyrobiskach korytarzowych drażonych wąskim przodkiem
 a) z przybierką stropu, b) z przybierką spągu

Fig.4.6. Combined selective technology used in dog headings driven with a narrow forehead
 a) with roof ripping; b) with dinting

materiałem wybuchowym, strzelanie i przewietrzanie przodku. Kombajn należy wtedy odsunąć na bezpieczną odległość. Cykl kończy ładowanie odstrzelonej masy skalnej ładowarką kombajnu (rys.4.4c) oraz stawianie obudowy w drażonym wyrobisku.

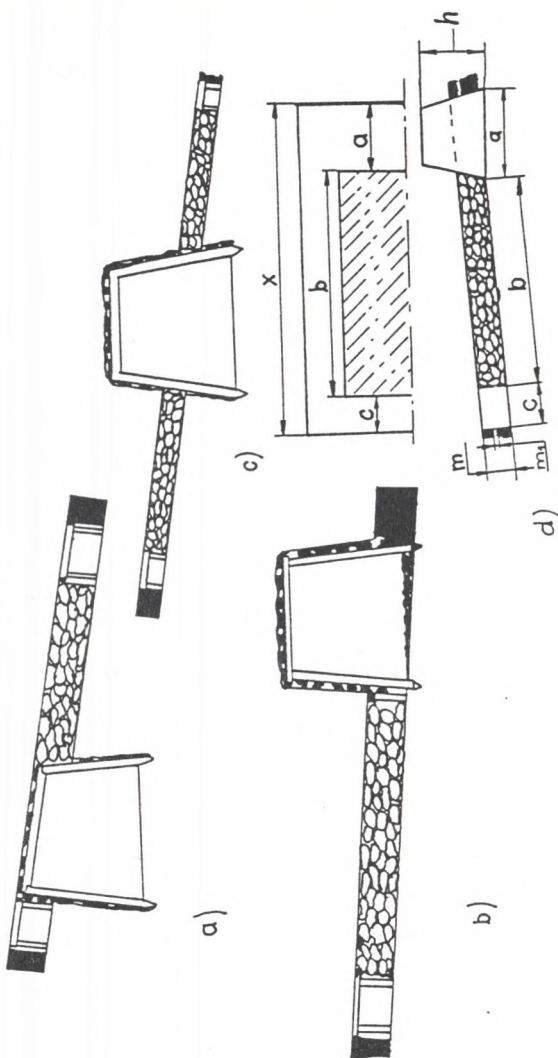
Ta technologia była stosowana w ZSRR w Zagłębiu Peczerskim przy wysokiej gazowości pokładów i zagrożeniu nagłymi wyrzutami węgla i gazu. Pozwala na uzyskiwanie prędkości drażenia wyrobisk 200 - 300 m/miesiąc.

W Polsce KOMAG wykonał prototyp wiertniczego urządzenia kombajnowego jednowysięgnikowego, jednowiertarkowego WUK - 11 (rys. 4.5), przystosowanego do zamontowania na kombajnie chodnikowym AM - 50.

Jeżeli zarówno węgiel, jak i przybierane skały towarzyszące można urobić chodnikowym kombajnem ramieniowym drażącym przekrój wyrobiska częściami (selektywnie), to sposób i kolejność urabiania i ładowania węgla i skały płonnej przy przybierce stropu obrazuje rys.4.6a, a przy przybierce spągu rys. 4.6b. Ta technologia drażenia wyrobiska korytarzowego może być realizowana np. z zastosowaniem kombajnu AM - 50, gdy wytrzymałość na ściskanie urabianych warstw nie przekracza 60 MPa.

4.2.2. Wyrobiska korytarzowe drażone szerokim przodkiem

Drażenie wyrobisk korytarzowych szerokim przodkiem ma głównie miejsce, gdy chcemy pozostawić na dole skałę płonną urobioną bezpośrednio z przybierki. Przy tej technologii drażenia najpierw urabia i odtransportowuje się węgiel, a następnie urabia się skałę płonną i lokuje się ją w części wybranej przestrzeni pokładu tzw. kieszeni, w formie podsadzki suchej [5,9]. Prowadzenie chodników szerokim przodkiem można realizować z kieszenią podsadzkową przy dolnym ociosie



Rys.4.7. Selektywna technologia stosowana w wyrobiskach korytarzowych drażonych szerokim przedkiem

- a) z kieszenią podsadzkową przy dolnym ociosie, b) z kieszenią podsadzkową przy górnym ociosie, c) z kieszenią podsadzkową po obydwu stronach chodnika, d) schemat dla określenia szerokości kieszeni podsadzkowej przy chodnikach

Fig.4.7. Combined selective technology used in dog headings driven with a wide forehead
 a) with the filling pocket at the bottom side wall; b) with the filling pocket at the top side wall; c) with the filling pocket at both sides of the heading; d) schematic diagram for the determination of the width of the filling pocket in headings

(rys.4.7a), z kieszenią podsadzkową przy górnym ociosie (rys.4.7b) oraz z kieszenią podsadzkową wykonaną po obydwu stronach chodnika (rys.4.7c).

Szerokość kieszeni podsadzkowej b oraz całkowitą szerokość przodku węglowego x (rys.4.7d) wyznacza się z zależności:

$$b = \frac{[F - (m - m_1) \cdot a + m_1 \cdot c] \cdot k_v}{m - m_1 \cdot k_v}$$

$$x = \frac{F \cdot k_v - m \cdot a \cdot (k_v - 1) + m \cdot c}{m - m_1 \cdot k_v}$$

gdzie:

F - powierzchnia przekroju poprzecznego drążonego chodnika w wyłomie, na rys.4.7: $F \cong a \cdot h$,

a - szerokość chodnika,

h - wysokość chodnika,

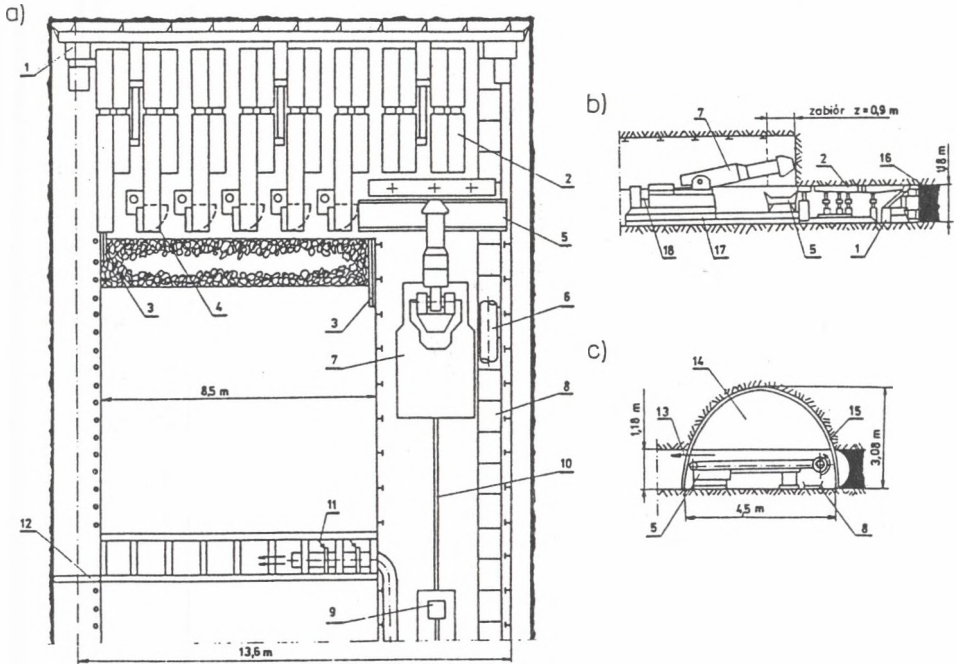
c - szerokość chodnika wentylacyjnego,

m - grubość pokładu,

m_1 - grubość przerostów w pokładzie,

k_v - współczynnik przyrostu objętości przybieranej skały podczas urabiania.

Przykładowy układ technologiczny zmechanizowanego drążenia chodnika szerokim przodkiem stosowany w kopalniach węgla kamiennego w W. Brytanii przedstawiono na rys.4.8 [5], przy



Rys.4.8. Układ technologiczny zmechanizowanego drażenia chodnika szerokim przodkiem

a) schemat kompleksu, b) przekrój podłużny wyrobiska, c) przekrój poprzeczny wyrobiska; 1 - maszyna urabiająco-transportująca węgiel, 2 - obudowa zmechanizowana, 3 - ściana ograniczająca, 4 - zgarniacze, 5 - przenośnik dozujący kamień, 6 - lutniociąg odpylający, 7 - kombajn chodnikowy, 8 - przenośnik do odstawy węgla, 9 - stacja pomp, 10 - ciągnio, 11 - drzwi wentylacyjne, 12 - tama, 13 - kierunek podawania kamienia na pas podsadzkowy, 14 - skała płonna, 15 - obudowa łukowa, 16 - pokład węgla, 17 - rama krocząca podwozia kombajnu, 18 - stanowisko sterownicze

Fig.4.8. Operational system for mechanized road heading work with a wide forehead a) schematic diagram of the integrated system; b) longitudinal-section of the excavation; c) transverse section of the excavation 1 - coal winning and transporting machine; 2 - powered roof support system; 3 - limiting wall; 4 - loading doors; 5 - stone feeding conveyor; 6 - dust control ventilation pipe; 7 - road heading machine; 8 - haulage conveyor; 9 - pumping station; 10 - tension member; 11 - air door; 12 - dam; 13 - stone feeding direction for the packwall; 14 - waste rock; 15 - arch support system; 16 - coal seam; 17 - striding frame of cutter loader undercarriage; 18 - control stand

czym rys.4.8a - to schemat kompleksu, rys.4.8b - przekrój podłużny, a rys.4.8c - przekrój poprzeczny wyrobiska korytarzowego. Na rys.4.8 przyjęto następujące oznaczenia: 1 - kombajn węglowy, 2 - obudowa zmechanizowana, 3 - ściana ograniczająca, 4 - zgarniacze, 5 - przenośnik dozujący kamień, 6 - lutniociąg odpylający, 7 - kombajn chodnikowy, 8 - przenośnik, 9 - stacja pomp, 10 - ciągnio, 11 - drzwi wentylacyjne, 12 - tama, 13 - kierunek podawania kamienia na pas podsadzkowy, 14 - skała płonna, 15 - obudowa łukowa, 16 - pokład węgla, 17 - rama krocząca podwozia kombajnu, 18 - stanowisko sterownicze.

4.3. WYROBISKA ŚCIANOWE

Obecnie brakuje wysoko-wydajnych maszyn do wybierania pokładów o grubości mniejszej od 0,8 m. Brak dobrego rozwiązania tego problemu jest jedną z przyczyn pracy kompleksowo zmechanizowanych ścian z przybierką skał otaczających. Doniecki Instytut Węglowy (WNP) opracował technologię selektywnego wybierania węgla oraz przybieranej skały i jej zastosowanie do podsadzania powstałych pustek w ścianie. Zasada tej technologii polega na urabianiu i ładowaniu węgla przy ruchu kombajnu w jedną stronę ściany (np. od chodnika wentylacyjnego do transportowego) i przybierce skały w ruchu powrotnym. Skałę z przybierki lokuje się w wybranej przestrzeni sposobem pneumatycznym [46]

Schematy technologiczne tego systemu wybierania pokładów cienkich wypróbowane w warunkach dołowych przedstawiono na rys.4.9 i 4.10

W ścianie zawałowo-podsadzkowej o długości 170 m i wysokości 1,0 m wybierano pokład węglowy grubości 0,8 m (rys.-4.9). Lokowanie skały z przybierki odbywa się tylko na części ściany o długości 42 m, kolejnymi odcinkami 6 m, od środka ściany w stronę upadowej transportowej.

Długość podsadzanej części ściany L_p określona jest objętością przybieranych skał. Przy założeniu równości zabioru maszyny urabiającej skałę i kroku podsadzania wyznacza się ją ze wzoru:

$$L_p = \frac{L \cdot (H - m) \cdot k_v'}{H}$$

gdzie:

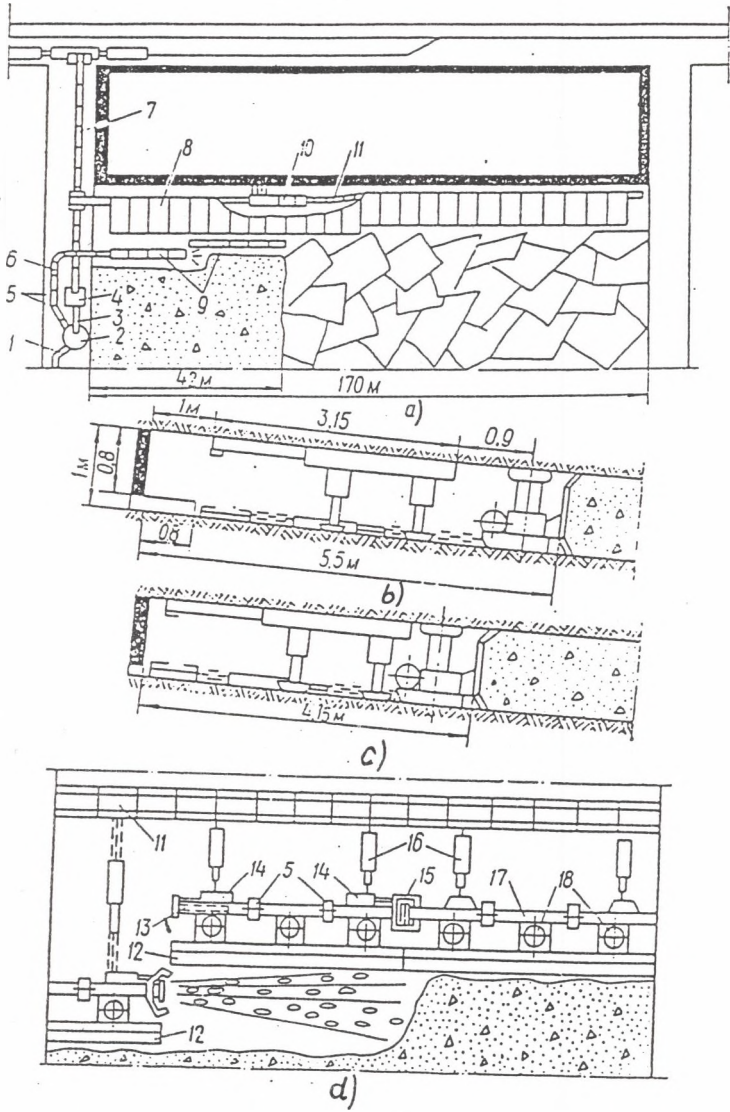
L - długość ściany,

H - wysokość ściany,

m - grubość pokładu,

k_v' - współczynnik przyrostu objętości przybieranej skały podczas urabiania i kruszenia.

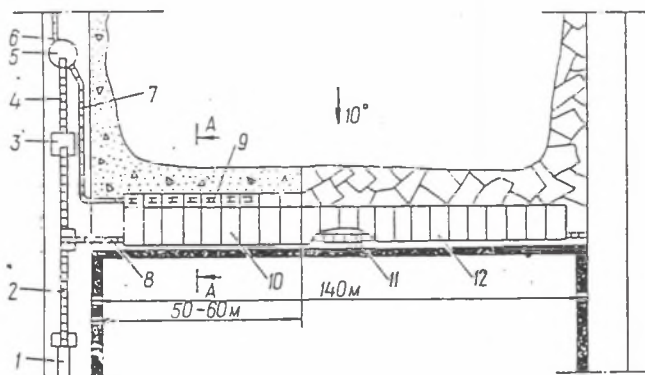
Dla przedstawionego schematu technologicznego (rys.4.9) przyjęto następujące oznaczenia: 1 - rurociąg sprężonego powietrza, 2 - podsadzarka pneumatyczna, 3 - podawarka taśmowa, 4 - kruszarka skały, 5 - szybkorozłączne połączenie rur o średnicy 150 mm, 6 - magistrala rurociągową pneumatycznego transportu, odcinki rur o długości 1,6 + 2,4 m, 7 - przenośnik podścianowy, 8 - sekcje ścianowej obudowy zmechanizowanej zawałowej, 9 - przesuwna tama podsadzkowa, 10 - kombajn ścianowy, 11 - przenośnik ścianowy, 12 - elastyczne ogrodzenie przesuwne, każdy zestaw zmechanizowany tamy podsadzkowej ma



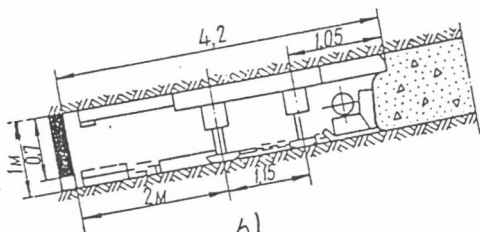
rys. 4.9

Rys.4.9. Układ technologiczny selektywnego wybierania wyrobiska ścianowego z przybierką skał w pokładzie cienkim
 a) schemat rozmieszczenia wyposażenia w przodku wybierkowym, b) przekrój poprzeczny ściany przy wybieraniu węgla, c) przekrój poprzeczny wyrobiska przy przybierce skał spągu, d) zmechanizowane przesuwne ogrodzenie z rurociągiem podsadzkowym: 1 - rurociąg sprężonego powietrza, 2 - podsadzarka pneumatyczna, 3 - podawarka taśmowa, 4 - kruszarka skały, 5 - szybkorozłączne połączenie rur o średnicy 150 mm, 6 - magistrala rurociągową pneumatycznego transportu, odcinki rur o długości 1,6+2,4 m, 7 - przenośnik podścianowy, 8 - sekcje ścianowej obudowy zmechanizowanej zawałowej, 9 - przesuwna tama podsadzkowa, 10 - kombajn ścianowy, 11 - przenośnik ścianowy, 12 - elastyczne ogrodzenie przesuwne, 13 - końcowa rura podsadzkowa teleskopowa w zestawie tamy, kompensuje rozbieżności rurociągu wzdłuż czoła ściany, 14 - przesuwnik hydrauliczny, 15 - uchwyty do łączenia granicznych rur podsadzkowych w sąsiednich zestawach tamy, 16 - siłowniki hydrauliczne, 17 - odcinki rurociągu podsadzkowego połączone sztywno ze stojakami tamy, w każdym zestawie tamy złożone z 3 ogniw (rur) o długości 2 m, 18 - trzy stojaki ustalające zestaw zmechanizowanej tamy przesuwnej, oddalone 2 m jeden od drugiego

Fig.4.9. Operational system for selective coal winning in a longwall face working with rock ripping work in a thin seam
 a) schematic diagram of equipment arrangement in a mine face b) transverse section of face during coal winning operation c) transverse section of face working during dinting; d) mechanized displaceable railing with a packing pipeline: 1 - compressed air pipe; 2 - pneumatic stowing; 3 - belt-type loading elevator; 4 - rock crusher; 5 - quickly disconnectable pipe joint for 150 mm dia. pipes; 6 - main conduit for pneumatic transport with pipe sections with a length of 1.6 - 2.4 m; 7 - stage loader; 8 - units of powered roof support with caving shield; 9 - displaceable packing dam; 10 - shearer-loader; 11 - face conveyor; 12 - elastic displaceable railing; 13 - final telescopic packing pipe in the dam set, compensating the divergencies of the pipeline along the face front; 14 - hydraulic ram; 15 - holder for joining the limiting packing pipes in the adjacent dam sets; 16 - hydraulic ramps; 17 - sections of the packing pipe rigidly connected with the dam pillars, in each set there are dams, which consist of 3 links (pipes) 2 meters long; 18 - three pillars for locating the set of the mechanized displaceable dam, at a distance of 2 m one from another



a)



b)

Rys.4.10. Druga wersja układu technologicznego selektywnego wybierania wyrobiska ścianowego w pokładzie cienkim
 a) schemat kompleksu, b) przekrój poprzeczny wyrobiska
 1 - przenośnik taśmowy, 2 - przenośnik zgrzeblowy, 3 - kruszarka skały, 4 - przenośnik zgrzeblowy, 5 - podsadzarka pneumatyczna, 6 - ciąg sprężonego powietrza, średnica rur 200 mm, 7 - magistralny rurociąg podsadzkowy średnicy 175 mm, 8 - ścianowy przenośnik zgrzeblowy, 9 - ścianowy rurociąg podsadzkowy średnicy 175 mm, 10 - sekcje obudowy ścianowej zmechanizowanej z tylnymi wysięgnikami stropnic, 11 - kombajn ścianowy, 12 - sekcje ścianowej obudowy zmechanizowanej zawałowej bez wysięgników tylnych stropnic

Fig.4.10. Second version of the operational system for selective mining in a longwall face working in a thin seam
 a) schematic diagram of integrated system; b) cross-section through the face room
 1 - belt conveyor; 2 - scraper conveyor; 3 - rock crusher; 4 - scraper conveyor; 5 - pneumatic backfilling machine; 6 - compressed air system, pipes diameter 200 mm; 7 - main backfilling conduit with a diameter of 175 mm; 8 - scraper face conveyor; 9 - face backfilling pipeline with a diameter of 175 mm; 10 - units of powered roof support with rear canopy extensions; 11 - shearer-loader; 12 - units of powered roof support system with caving shield and without rear canopy extensions

długość 6 m, w tej ścianie jest siedem zestawów, 13 - końcowa rura podsadzkowa teleskopowa w zestawie tamy, kompensuje rozbieżności rurociągu wzdłuż czoła ściany, 14 - przesuwnik hydrauliczny, 15 - specjalny uchwyt do łączenia granicznych rur podsadzkowych w sąsiednich zestawach tamy, sterowany przesuwnikiem hydraulicznym 14, 16 - siłowniki hydrauliczne łączące skrajne stojaki tamy z przenośnikiem ścianowym, ich przesuw jest równy przesuwowi sekcji obudowy ścianowej zmechanizowanej, 17 - odcinki rurociągu podsadzkowego połączone sztywno ze stojakami tamy, w każdym zestawie tamy złożone z 3 ogniw (rur) o długości 2 m, 18 - trzy stojaki ustalające zestaw zmechanizowanej tamy przesuwnej, oddalone 2 m jeden od drugiego.

Przybierana skała spągu (rys. 4.9) jest transportowana przenośnikiem 11 na przenośnik węglowy 7, który zmienia zwrot odstawy, a następnie jest załadowana do kruszarki 4. Po rozkruszeniu do granulacji $0 + 80$ mm za pomocą podawarki taśmowej 3 jest podawana do podsadzarki 2 i sprężonym powietrzem transportowana rurociągiem 6 w wybraną przestrzeń.

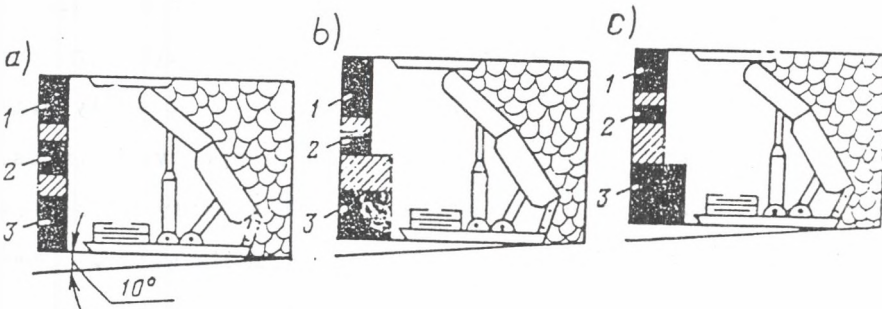
To rozwiązanie nie zabezpiecza przed zwałeniem skał w części przeznaczonyj do podsadzania, szczególnie w ścianach z kruchym stropem.

W innej kopalni wypróbowano drugą wersję tej samej technologii (rys.4.10), także w ścianie zawałowo - podsadzkowej. Długość ściany wynosiła 140 m, wysokość 1,0 m, długość pod-

sadzanej części 50 + 60 m, a grubość wybieranego pokładu węglowego 0,7 m.

Dla tego schematu technologicznego selektywnego wybierania węgla z przybierką skał przyjęto oznaczenia: 1 - przenośnik taśmowy, 2 - przenośnik zgrzeblowy, 3 - kruszarka skały, 4 - przenośnik zgrzeblowy, 5 - podsadzarka pneumatyczna, 6 - ciąg sprężonego powietrza, średnica rur 200 mm, 7 - magistralny rurociąg podsadzkowy o średnicy 175 mm, 8 - ścianowy przenośnik zgrzeblowy, 9 - ścianowy rurociąg podsadzkowy o średnicy 175 mm, 10 - sekcje obudowy ścianowej zmechanizowanej z tylnymi wysięgnikami stropnic, 11 - kombajn ścianowy, 12 - sekcje ścianowej obudowy zmechanizowanej zawałowej bez wysięgników tylnych stropnic. W tej wersji dla utrzymania stropu nad podsadzkowym rurociągiem znajdują się wysięgniki tylne stropnicy (najlepiej sztywne w postaci skrzynkowej belki wzmocnionej żebrami). W celu zwiększenia zdolności przygotowania materiału podsadzkowego w rynnach utrzymania stropu nad podsadzkowym rurociągiem znajdują się wysięgniki tylne stropnicy (najlepiej sztywne w postaci skrzynkowej belki wzmocnionej żebrami). Aby zwiększyć zdolność przygotowania materiału podsadzkowego, w rynnach przenośnika zgrzeblowego 2 przewiercono otwory o średnicy 50 mm celem oddzielenia ziarn skały mniejszych od 50 mm. Oddzielone ziarna były kierowane do podsadzarki mijając kruszarkę.

Inną technologię wspólnego selektywnego wybierania, trzech cienkich pokładów zalegających blisko siebie, systemem ścianowym zawałowym w trudnych warunkach górniczo - geologicznych realizowano w okolicach Karagandy (WNP) [20]. Trudne warunki (rys.4.11) - to miękki spąg, kruchy i silnie zawodniony strop, przy stropie zalega pokład 1 o grubości 0,85 m, przy spągu pokład 3 o grubości 1,25 m, zaś pokład 2 ma grubość 0,4 m. Ponadto między pokładem 1 i 2 zalega przerost skalny (argillit węglowy) o grubości 0,45 m, zaś między pokładami 2 i 3 przerost o grubości 0,55 m.



Rys.4.11. Wspólne selektywne wybieranie trzech cienkich pokładów zalegających blisko siebie systemem ścianowym zawałowym
a), b), c) kolejne fazy wybierania pokładu warstwami

Fig.4.11. Common selective mining operation of three thin seams deposited close to one another realized in the longwall system with caving
a), b), c) successive winning phases of the seam in layers

W ścianie o długości 100 m i wysokości 3,4 m zastosowano wybieranie trzema warstwami kombajnowym kompleksem zmechanizowanym, przy czym dla zwiększenia stateczności słabego

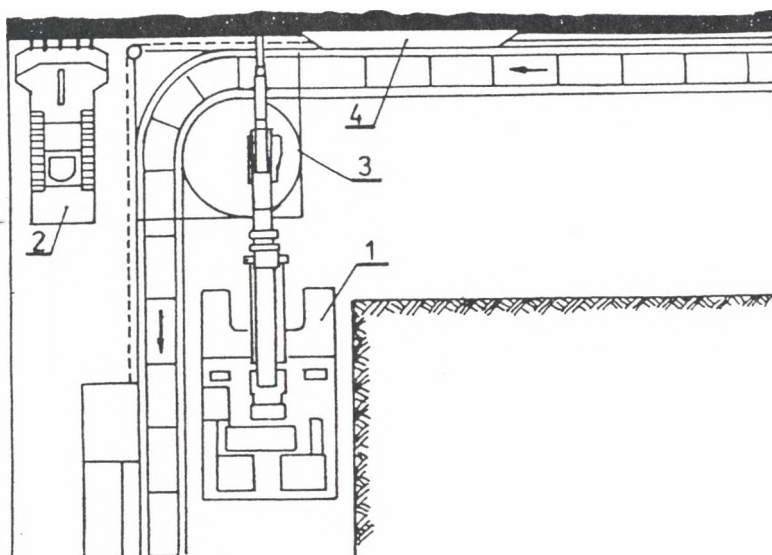
stropu pozostawiono pod nim półkę węgla pokładu 1 o grubości ok. 0,1 m. Kombajn współdziała ze ścianową obudową zmechanizowaną, zawałową, osłonowo - podporową, lemniskatową typu OKP - 70. Sekcje obudowy posiadają jednolite spągnice płytowe, na których prowadzony jest ścianowy przenośnik odstawczy.

W pierwszej kolejności kombajn przemieszcza się wzdłuż czoła ściany i wybiera warstwę górną o grubości 1,6 m, tzn. część pokładu 1, pokład 2 oraz przerost między nimi (rys.4.11b). Za kombajnem następuje przesuwanie sekcji obudowy w stronę czoła ściany i zabudowanie odkrytego pułapu. Następnie wybierano drugą warstwę (rys.4.11c), tzn. przerost między pokładem 2 i 3 o grubości 0,55 m. Objętość skały urobiona, załadowana i odtransportowana w jednym cyklu wynosi $40 + 50 \text{ m}^3$. Po zakończeniu transportowania skały ze ściany do punktu załadowania wagonów wybierano trzecią warstwę, tzn. pokład węgla 3 o grubości 1,25 m. Transport węgla i skały od ściany do punktu załadowania odbywa się systemem przenośników zgrzeblowych i taśmowych, a następnie do szybu wagonami.

Jakość węgla przy tej metodzie zależy od dokładności wybierania górnej warstwy i staranności oczyszczenia linii przenośnikowej ze skały po jej transportowaniu.

4.4. WYROBISKA KORYTARZOWE DRAŻONE ŁĄCZNIE Z ROBOTAMI WYBIERKOWYMI

Obecnie coraz częściej stosuje się równoczesne drażenie wyrobisk korytarzowych z robotami wybierkowymi. Przykład drażenia chodników przyścianowych w jednej linii ze ścianą strugową pokazano na rys.4.12 [5].



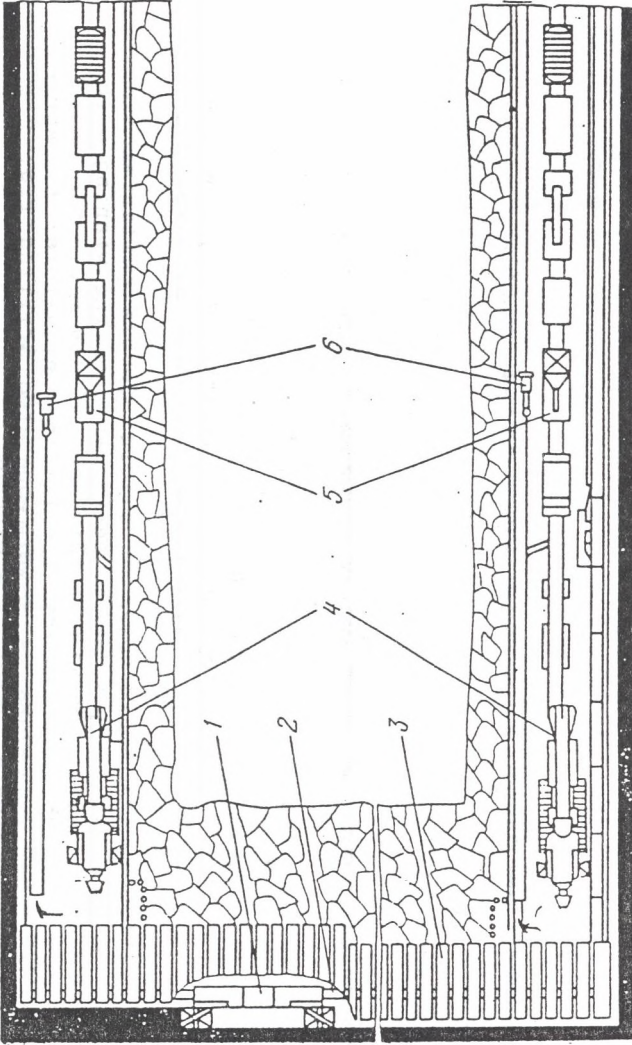
Rys.4.12. Układ mechanizacyjny na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem
1 - kombajn chodnikowy udarowy, 2 - ładowarka chodnikowa bocznie sypiąca, 3 - koło kierujące ściannowego przenośnika zgrzeblowego kąтового, 4 - strug urabiający pokład węgla

Fig.4.12. Mining mechanization system at the face/road junction
1 - impact road heading machine, 2 - side-dump gallery loader, 3 - guiding wheel of scraper face conveyor with roller curve, 4 - coal plough

Kombajn ramionowy udarowy 1 urabia selektywnie skałę nad pokładem węgla w stropie wyrobiska korytarzowego oraz część pokładu nie urobioną przez strug 4. Z kombajnem współpracuje ładowarka bocznie sypiąca 2 z niskim wysypem ładująca urobek na ścianowy przenośnik zgrzeblowy kątowy odstawczy z kołem kierującym 3.

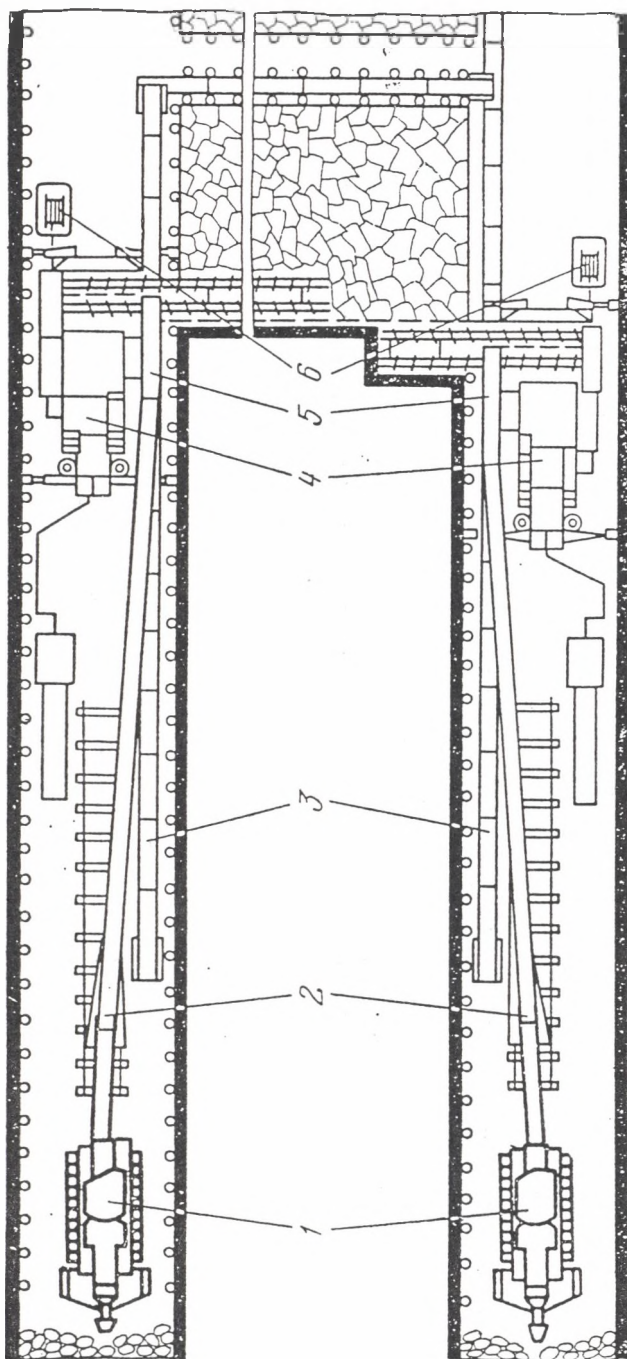
W związku ze zwiększaniem się głębokości wybierania i pogarszaniem się warunków przewietrzania wyrobisk przygotowawczych i wybierkowych rodzi się konieczność drażenia podwójnych chodników. Istniejące wcześniej technologie drażenia podwójnych chodników z zachowaniem między nimi filarów węglowych uznano w obecnym czasie za nieracjonalne. Szczególnie w pokładach cienkich, gdzie przy drażeniu chodników powstaje duża ilość skały płonnej i poszukuje się dróg zmniejszenia wywożenia jej na powierzchnię ze względu na ochronę środowiska.

Aktualnie opracowuje się nowe technologie drażenia podwójnych chodników bez pozostawiania filarów węglowych między nimi z lokowaniem skały płonnej z przybierki chodników na dole [8]. Przykładowe dwa warianty tych nowych technologii próbowano w warunkach dołowych Donieckiego Zagłębia Węglowego w WNP (rys.4.13 i 4.14). Warianty tych technologii zabezpieczają rozdzielenie (selekcję) urabiania, ładowania oraz transportu węgla i skały płonnej. Zapewniają również wykorzystanie skały płonnej urobionej przy drażeniu chodników na dole kopalni. Warianty te przeznaczone są do pokładów słabo nachylonych o różnych zakresach wysokości.



Rys. 4.13. Schemat technologiczny drażenia podwójnych chodników w pokładach o grubości 1,4+2,0 m
 1 - maszyna wybierkowa, 2 - przenośnik węglowy, 3 - obudowa zmechanizowana, 4 - kombajny chodnikowe, 5 - kompleksy krusząco-podsadzające, 6 - agregaty odpylające

Fig. 4.13. Operational diagram of driving double galleries in seams with a thickness of 1.4 - 2.0 m
 1 - winning machine; 2 - coal conveyor; 3 - powered roof support; 4 - road heading machines; 5 - crushing and backfilling system; 6 - dust control systems



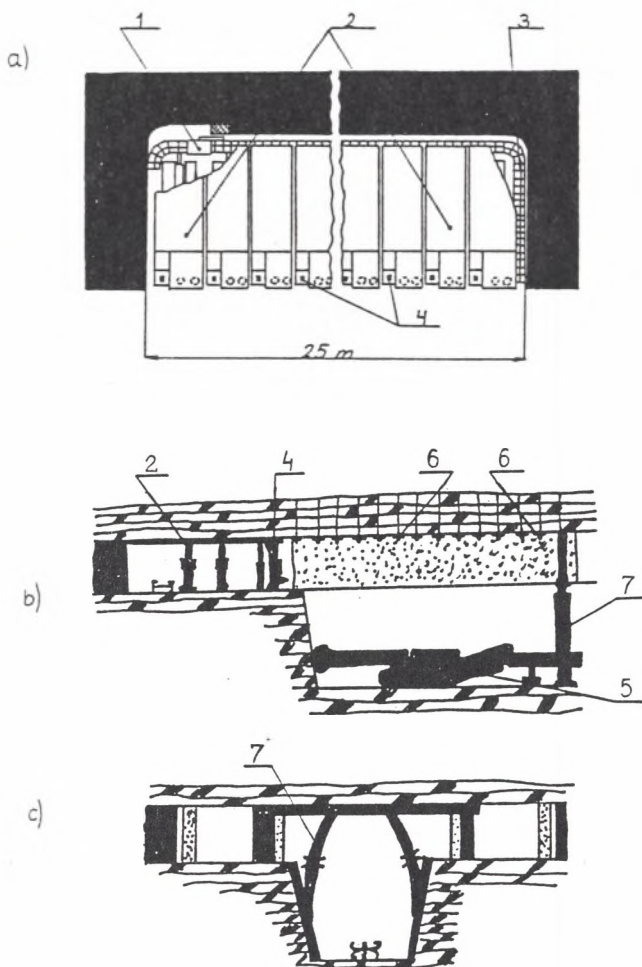
Rys.4.14. Schemat technologiczny równoczesnego drażenia podwójnych chodników z robotami wybierkowymi w pokładach cienkich o grubości 0,6÷0,9 m
 1 - kombajny węglowe, 2 - podawarki, 3 - przenośniki zgrzeblowe, 4 - urządzenia wiertnicze ślimakowe, 5 - podawarki i 6 - kołowroty

Fig.4.14. Operational diagram of driving double galleries simultaneously with the performance of the winning work in thin seams with a thickness of 0.6 - 0.9 m
 1 - shearer-loaders; 2 - loading elevators; 3 - scraper conveyors; 4 - worm operated drilling rig; 5 - loading elevator; 6 - winches

Pierwszy wariant technologii (rys.4.13) próbowano w dwu różnych kopalniach.

Warunki górnictwo-geologiczne i górnictwo-techniczne w I i II kopalni były następujące: grubość pokładu $g_I = 2,0$ m i $g_{II} = 1,6$ m, kąt zalegania $\alpha_I = 8^\circ + 9^\circ$ i $\alpha_{II} = 3^\circ + 5^\circ$, długość przodku węglowego $L_I = 42,0$ m i $L_{II} = 51$ m, powierzchnia przekroju drażonych chodników w świetle obudowy $F_I = F_{II} = 19,1$ m². W I kopalni podwójne chodniki drażono po wzniosie, a w II po upadzie pokładu. W kopalni II oprócz kompleksu krusząco-podsadzającego stosowano do lokowania skały urządzenie transportowo-podsadzkowe. W okresie eksploatacji kompleksów w I kopalni wydrażono 401,0 m, a w II 603,4 m podwójnych chodników, przy tym wydobyto ponad 100 tys. ton węgla nie zanieczyszczonego skałą i pozostawiono pod ziemią 60,5 tys. ton skały płonnej. Postępy drażenia wynosiły odpowiednio $P_I = 40,1$ m/miesiąc i $P_{II} = 35,0$ m/miesiąc.

W drugim wariantcie technologii równoczesnego drażenia podwójnych chodników z robotami wybierkowymi w pokładach cienkich o grubości $0,6 + 0,9$ m (rys.4.14) przodki chodnikowe wyprzedzają prace wybierkowe o $30 + 40$ m. W tym wariantcie wybieranie węgla odbywa się metodą wierceń wielkośrednicowych za pomocą przewodu wiertniczego ślimakowego. Urządzenie wiertnicze wykonuje również wypełnianie pustych odwiertów skałą płonną. Wariant ten próbowano w warunkach dołowych WNP, przekrój poprzeczny drażonych wyrobisk w świetle obudowy wynosił $9,2$ m², a odległość między nimi była równa $40 + 45$ m. Ten wariant zapewnia prędkości drażenia 120 m/miesiąc.



Rys.4.15. Schemat technologiczny równoczesnego prowadzenia chodnika i krótkiej ściany wyprzedzającej

a) krótka ściana wyprzedzająca, b) przekrój poprzeczny, c) przekrój podłużny 1 - kombajn ścianowy, 2 - ścianowa obudowa zmechanizowana, 3 - przenośnik transportujący węgiel, 4 - urządzenia wierząco-kotwiące, 5 - kombajn chodnikowy, 6 - tymczasowa (kotwiowa) obudowa chodnikowa, 7 - obudowa chodnikowa ostateczna

Fig.4.15. Operational diagram of driving a gallery simultaneously with a short advancing face

a) short advancing face; 2) cross-section; c) longitudinal section 1 - shearer-loader; 2 - powered roof support system; 3 - coal transporting conveyor; 4 - drilling and anchoring installations; 5 - road heading machine; 6 - provisional (anchored) gallery support; 7 - final gallery support

Ze względu na koncentrację naprężeń w górotworze przy drażeniu podwójnych chodników, bez pozostawiania filarów węglowych i z lokowaniem skały płonnej, zalecana odległość między nimi wynosi 25 m [29].

W ostatnich latach w RWTH Aachen [42, 43] opracowano technologię selektywnego (oddzielnego) urabiania i ładowania węgla i skały płonnej przy równoczesnym prowadzeniu chodnika i krótkiej ściany wyprzedzającej długości ok. 25 m (rys.4.15). Chodnik usytuowany w środku krótkiej ściany jest drażony kombajnem 5 pod nienaruszonym stropem zabezpieczonym tymczasową obudową kotwiową 6 (rys.4.15b). Tymczasowa obudowa chodnikowa jest wykonywana urządzeniami wierząco-kotwiącymi 4 usytuowanymi z tyłu zautomatyzowanej ścianowej obudowy zmechanizowanej 2. Ze skał przodkowych wykonuje się tamy podsadzkowe, tak że powstają trzy drogi przewietrzania i można stosować przewietrzanie naturalne. Niezależność przybierki spagu od stawiania obudowy ostatecznej chodnika 7 umożliwia uzyskiwanie prędkości drażenia chodnika około 30 m/dobę. Taki postęp zautomatyzowanej ściany krótkiej w pokładzie o grubości 1,8 m powoduje, że wydobyte dobowe sięga 1400 t węgla.

5. MECHANIZACJA LOKOWANIA ODPADÓW W KOPALNIACH GŁĘBINOWYCH

5.1. PODSADZKA SAMOZESTALAJĄCA

W KWK Jastrzębie została opracowana i wdrożona na skalę przemysłową nowa technologia podszadania [26]. Bazowym surowcem do sporządzania mieszaniny były bardzo uciążliwe w zagospodarowaniu odpady flotacyjne i odpady paleniskowe z energetyki.

Właściwości mieszaniny są następujące:

- posiada konsystencję podobną do zaprawy murarskiej,
- transportowana jest grawitacyjnie na dowolną odległość w sieci rurociągów stosowanych w podszadce hydraulicznej, może być także przepompowywana powszechnie używanymi w górnictwie pompami,
- konsystencja mieszaniny pozwala utrzymać ją na tradycyjnych ramach podszadzkowych,
- po pewnym czasie ulega samozestaleniu dając w rezultacie produkt przypominający wyglądem gazobeton,
- woda zawarta w mieszaninie nie wydziela się, lecz jest wiązana na drodze fizykochemicznej oraz absorbowana przez otaczające minerały,

- posiada dużą zdolność penetracji oraz szczelnego wypełniania wybranych przestrzeni,
- jest łatwa do wykonania, praktycznie w każdym zakładzie górniczym,
- parametry mieszanki odpowiadają wymogom normy branżowej BN-77/0441-01.

Schematy instalacji pracującej w KWK Jastrzębie przedstawiono na rys. 5.1, 5.2 i 5.3.

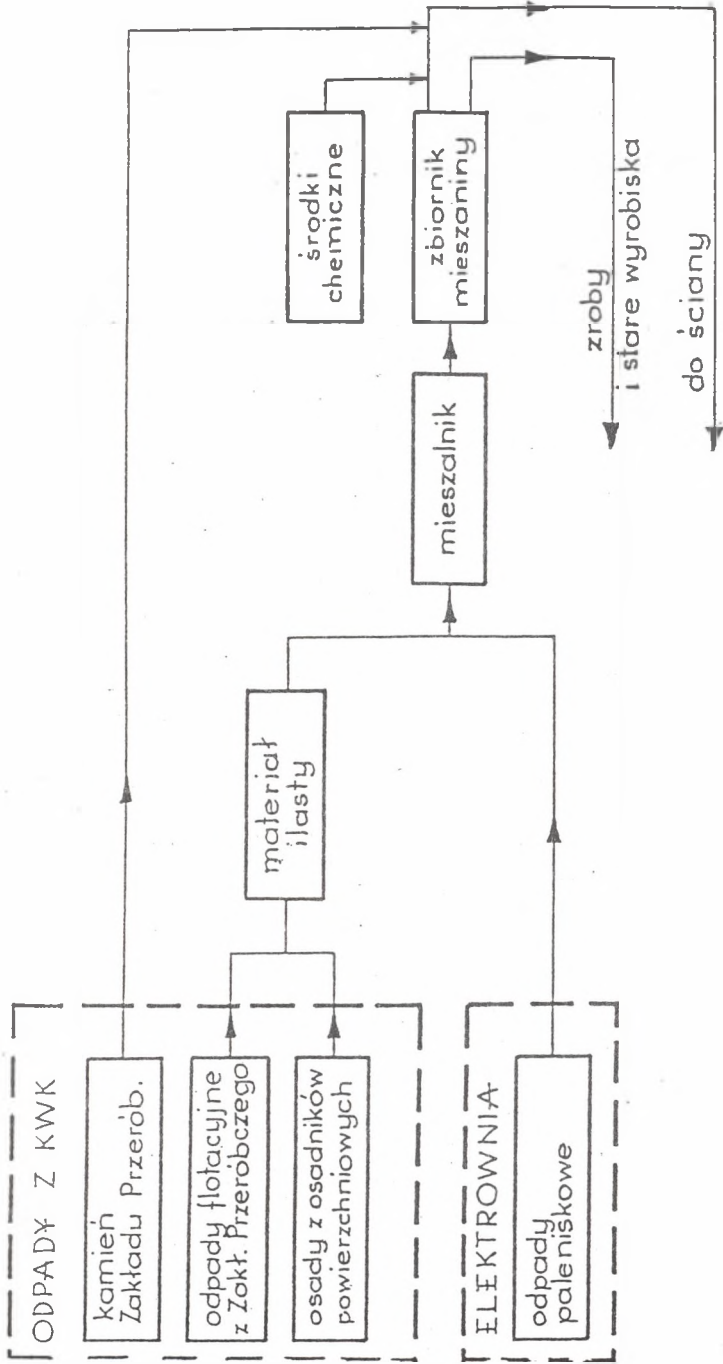
Ze względu na prostotę i łatwość przygotowania do budowy nowych instalacji można wykorzystać znane w górnictwie i energetyce urządzenia, takie jak:

- instalacje rurociągowo do podsadzki hydraulicznej,
- pompy typu PH,
- urządzenia do nawilżania pyłów stosowane jako mieszalniki.

Nową technologię wybierania pokładu grubego z zastosowaniem podsadzki samozestalającej się opracowano w Głównym Instytucie Górnictwa i zastosowano w KWK Porąbka (dawnej Czerwone Zagłębie).

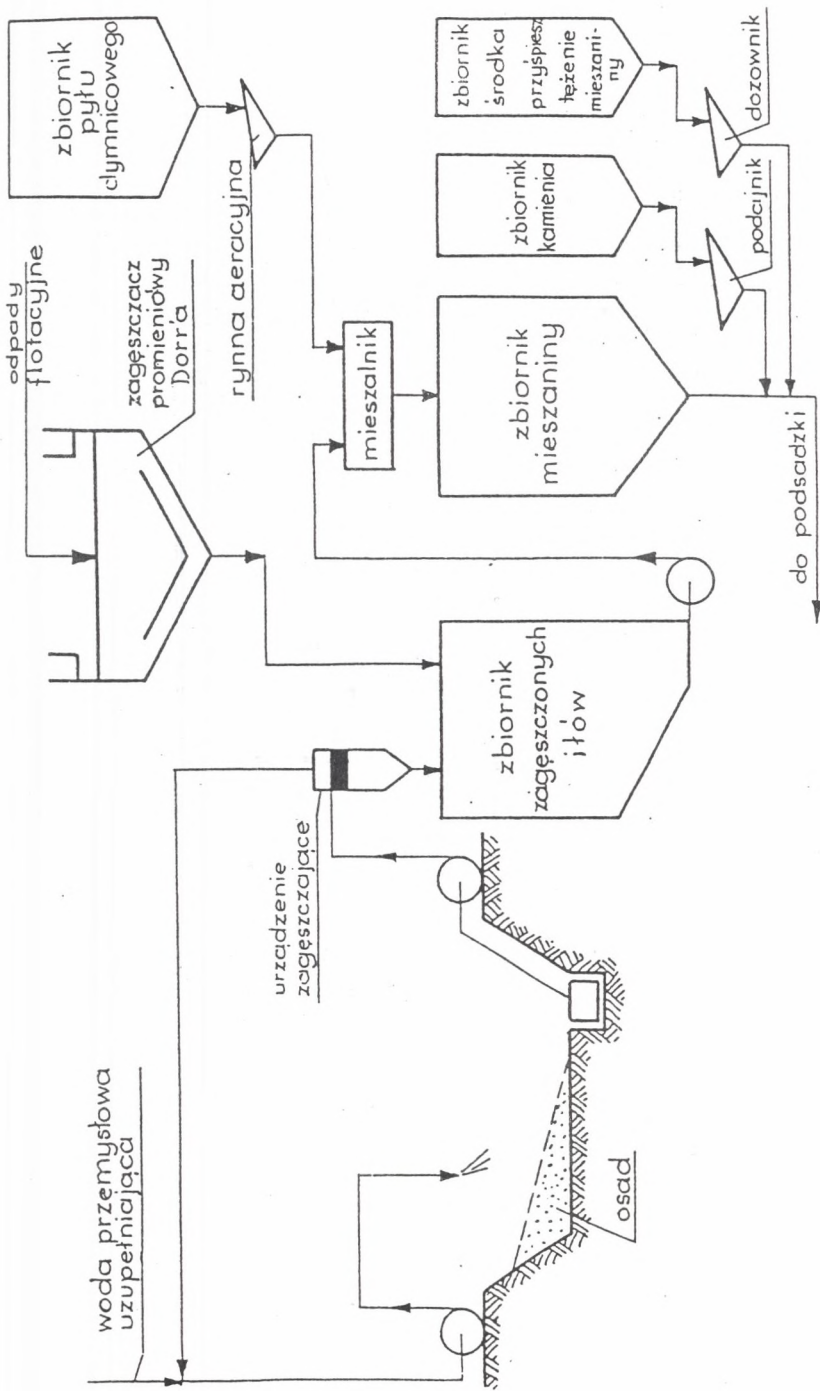
Technologia ta polega na wybieraniu pokładu warstwami od stropu do spągu z podsadką hydrauliczną samozestalającą - rys.5.4.

Podsadzka ta wykonywana jest ze skał płonnych o określonym składzie mineralogicznym i granulometrycznym, które pod wpływem wilgotności i nacisku górotworu ulegają zestaleniu, tworząc monolit skalny, stanowiący strop dla niższej warstwy.



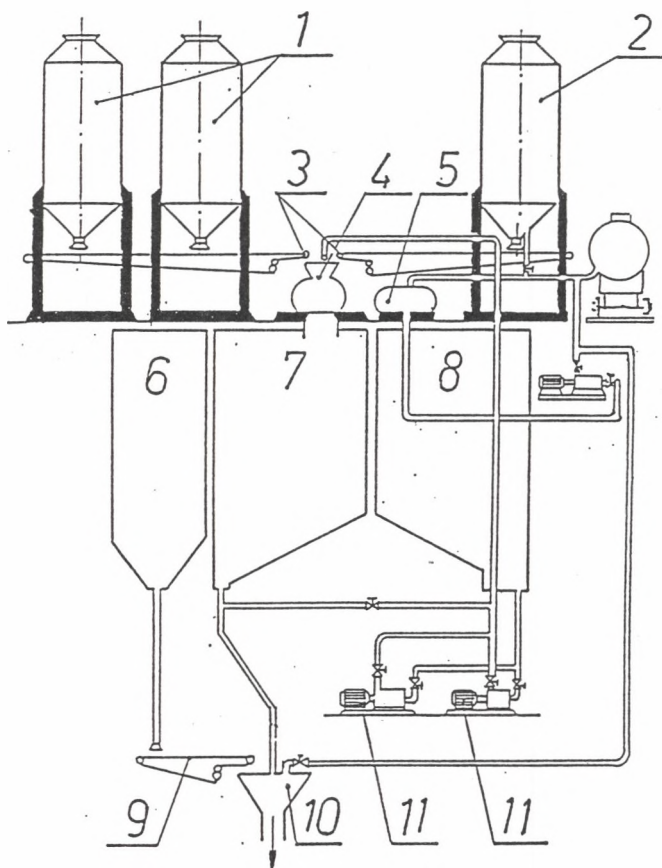
Rys.5.1. Schemat blokowy przygotowania mieszanki podsadzkowej

Fig.5.1. Block diagram of backfilling mixture preparation



Rys.5.2. Schemat ideowy przygotowania mieszanki podsadzko-
wej

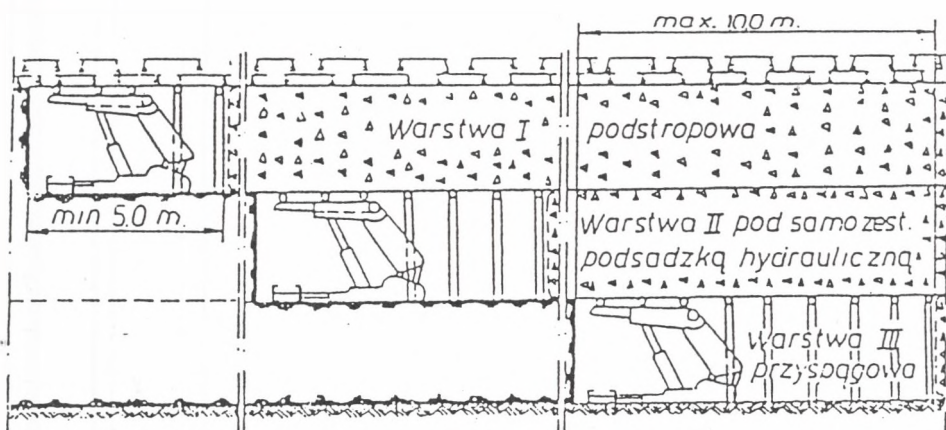
Fig.5.2. Schematic diagram of backfilling mixture preparation



- | | |
|----------------------------------|----------------------------------|
| 1. zbiornik pyłu dymnicowego | 7. zbiornik produktu gotowego |
| 2. zbiornik cementu | 8. zbiornik odpadów flotacyjnych |
| 3. podajnik | 9. podajnik kamienia |
| 4. mieszalnik | 10. lej podsadzkowy |
| 5. mieszalnik cementu | 11. pompa |
| 6. zbiornik kamienia płuczkowego | |

Rys.5.3. Schemat instalacji do podsadzania odpadami przemysłowymi

Fig.5.3. Schematic diagram of backfilling installation with industrial waste material



Rys.5.4. Wybieranie pokładów grubych od stropu do spągu z podsadzką hydrauliczną samozestalającą

Fig 5.4. Winning operation in thick seams from the roof to the floor using self-solidifying packing material

Zmiana kolejności wybierania warstw zapewnia dla każdej eksploatowanej warstwy pokładu odpowiednio nośny spąg, na którym mogą pracować ciężkie maszyny ścianowe.

Aby uzyskać samozestalenie podsadzki, stosowane w niej skały płonne powinny zawierać co najmniej 40% minerałów ilastych. Właściwości takie posiadają odpady przerobcze Haldexu oraz większość odpadów wydzielanych przez zakłady przerobcze kopalń węgla kamiennego.

Eksploatacja pokładów grubych z podsadzką hydrauliczną samozestalającą nie może być stosowana przy występowaniu zagrożeń wodnych lub w pokładach zalegających pod warstwami wodonośnymi. Dopływ wody do podsadzki samozestalającej, zwiększający w niej zawilgocenie powyżej 8% powoduje utratę stateczności stropu.

Do wykonywania podsadzki hydraulicznej może być stosowany wyłącznie materiał o własnościach samozestalania się. Do-mieszka innych materiałów, a zwłaszcza piasku, wpływa niekorzystnie na zestalenie się podsadzki. W związku z tym najlepiej jest wydzielić zbiornik podsadzkowy wyłącznie do skła-dowania i zmulania jednorodnego materiału podsadzkowego o własnościach samozestalających.

Technologia ta może być stosowana w większości kopalń eksploatujących grube pokłady. Jak wykazały badania Głównego Instytutu Górnictwa, wszystkie skały płonne z bieżącej pro-dukcji zakładów przeróbczych kopalń, z wyjątkiem kopalń re-jonu myśłowickiego, mogą być przydatne jako materiał podsadzkowy i mają własności samozestalające się.

Opisana powyżej podsadzka samozestalająca nie zastąpi w pełni powszechnie stosowanej podsadzki hydraulicznej i pneumatycznej.

W wielu kopalniach w całości lub części zastępuje się tra-dycyjny materiał podsadzkowy, jakim jest piasek, kamieniem z Haldexu [21] lub odpadami przeróbczymi.

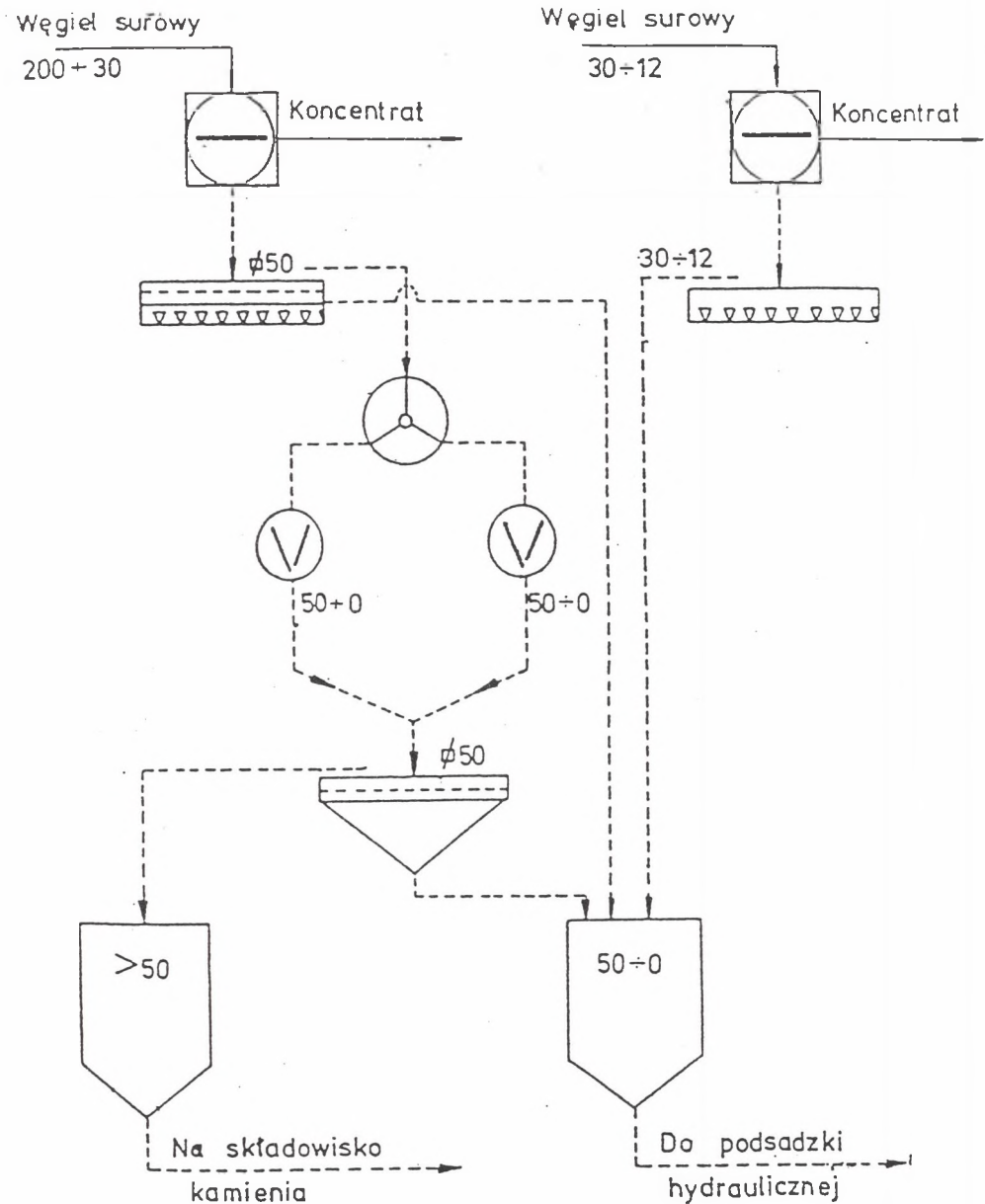
W Kopalni Bobrek zmodernizowano ciąg technologiczny kamienia popłuczkowego w celu lokowania kamienia do podsadzki hydraulicznej (rys. 5.5). Do podsadzki stosuje się kamień o granulacji 50 - 0 mm.

Modernizacja ciągu technologicznego polega na :

- wstępnym wydzieleniu klasy ziarnowej 50 - 30 mm z klasy ziarnowej 200 - 30 mm na przesiewaczu odwadniającym WP-2 i skierowaniu tej klasy ziarnowej bezpośrednio do zbiornika,
- zwiększeniu stopnia kruszenia w kruszarkach KWK - 100 U dla uzyskania klasy ziarnowej poniżej 50 mm,
- zastosowaniu w klasyfikacji końcowej przesiewacza WP-1 w celu wydzielenia ziarn błędnych powyżej 50 mm.

Kamień transportowany jest do zbiornika podsadzkowego wagonami normalnotorowymi, samowyladowczymi typu "szutrówka". W wyniku modernizacji ciągu technologicznego kamienia w płuczce oraz eksploatacji stożków kruszywa przy szybie "Antoni" (rys. 5.6) kopalnia jest samowystarczalna w kamień i nie korzysta z usług Haldexu.

Również Kopalnia Siersza lokuje odpady powęglowe z zakładu przeróbczego na dole. Odpady odbierane są z procesu wzbogacania węgla, sortowane o granulacji do 25 mm, ładowane na wagony i przewożone na budynki zmywcze, gdzie wysypywane są do piasku i jako mieszanina używane do podsadzania ścian. Stosunek odpadów powęglowych do piasku wynosi 5 - 6%.

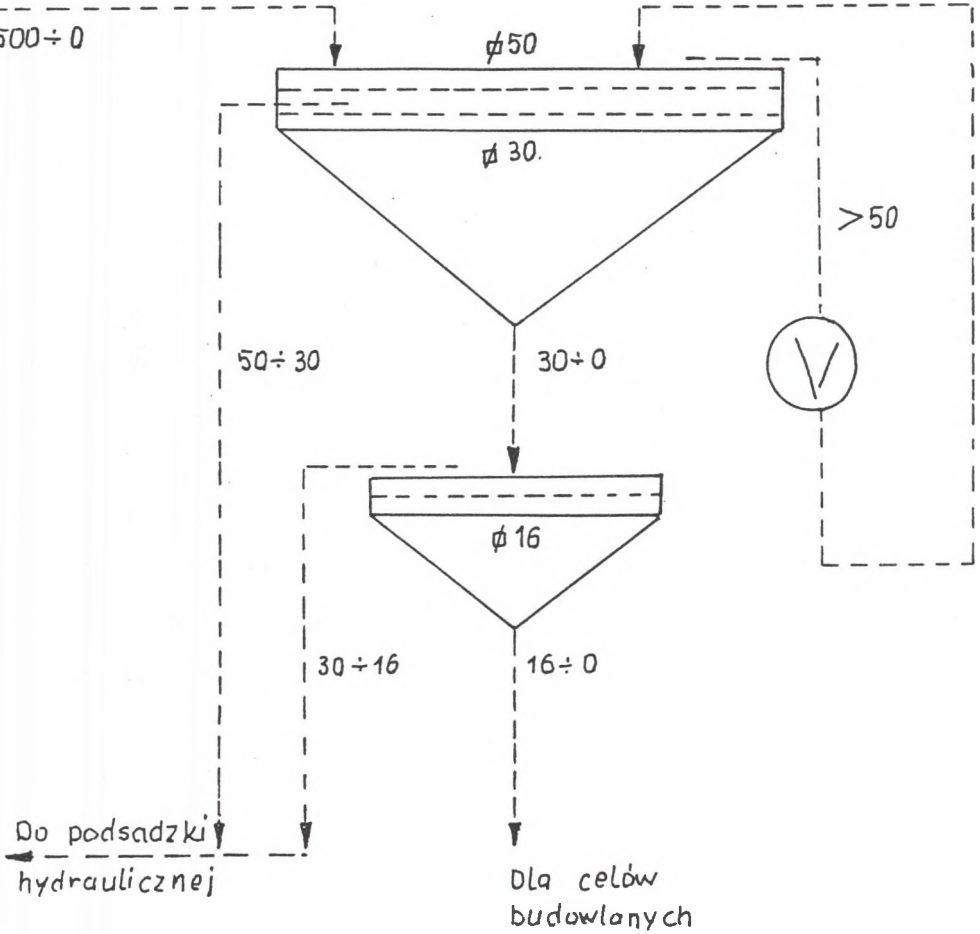


Rys.5.5. Zmodernizowany układ technologiczny kamienia popłuczowego w KWK Bobrek

Fig.5.5. Modernized operational system for the treatment of post-washer stone in the Coal Mine "Bobrek"

Komień ze stożków
przy szybie Antoni

500 ÷ 0



Rys.5.6. Wykorzystanie kruszywa do podsadzki hydraulicznej

Fig.5.6. Utilization of aggregate for hydraulic filling purposes

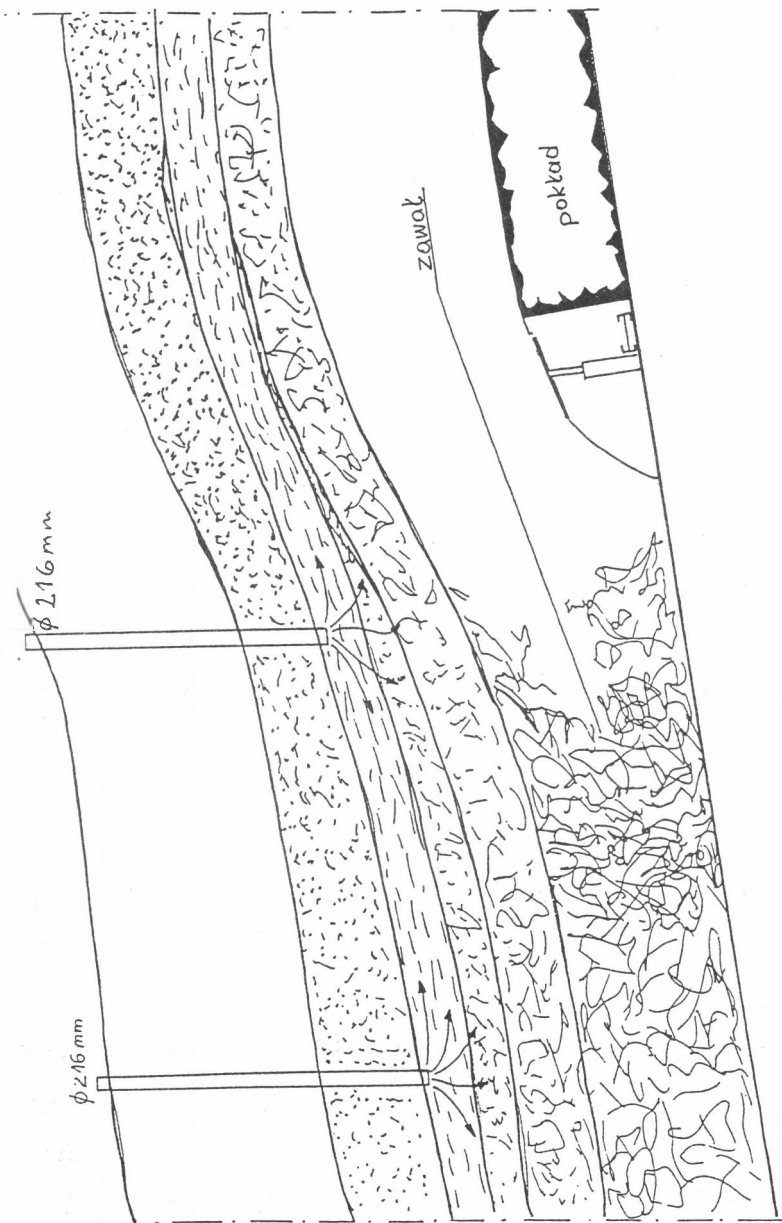
Znaczne ilości odpadów przeróbczych zagospodarowuje się w podsadzce pneumatycznej. Podstawowym materiałem stosowanym do podsadzania pneumatycznego jest skruszona skała płonna z robót dołowych i zakładów przeróbczych. Materiał podsadzkowy dostarczany jest do likwidowanej pustki rurociągiem za pomocą sprężonego powietrza. Uziarnienie materiału podsadzkowego nie może przekraczać $1/3$ średnicy rurociągu transportowego.

5.2. WYPEŁNIANIE PUSTEK POEKSPLOATACYJNYCH

Do wypełniania powstałych pustek po eksploatacji górniczej coraz częściej używa się odpadów przemysłowych, takich jak: pyły dymnicowe, odpady flotacyjne, szlamy osadnikowe [14, 24].

W KWK Wieczorek zastosowano metodę wtłaczania odpadów z powierzchni poprzez odwiercone otwory do górotworu. Metoda ta pozwala nie tylko na lokowanie odpadów, ale także na sterowanie ruchami górotworu i powierzchni nad pokładem wybieranym z zawałem stropu. Idea tego rozwiązania polega na wtłaczaniu pod ciśnieniem mieszaniny popiołów lotnych i szlamów osadnikowych otworami wywierconymi z powierzchni w głąb spękanego górotworu (rys. 5.7).

Istotnym problemem tego sposobu lokowania odpadów jest określenie pojemności zbiornika, jaki tworzy się nad wyeksploatowanym pokładem w wyniku rozwarstwienia się górotworu. Prawidłowy przebieg procesu wtłaczania szlamów osadnikowych i pyłów dymnicowych do górotworu zapewnić można przez odpowiednio dobrany agregat pompowy (wielkość ciśnienia i wydajność pompy).



Rys. 5.7. Sposób wtłaczania pyłów dymnicowych i szlamów osadnikowych do górotworu w KWK Wieczorek

Fig. 5.7. Method of pumping in smoke-box dusts and settling tank sludges from the "Wieczorek" Coal Mine rock mass

Również w KWK Janina lokuje się na dole odpady powęglowe. Odpady z zakładu przerobczego kierowane są do zagęszczacza Dorra, skąd przy wykorzystaniu pompy typu PH-150 rurociągami przekazywane są do zbiornika przelewowego (rozprężnego) o pojemności około 100 m³ zlokalizowanego w rejonie komory pomp na poz. 300 m. Dalej szlamy pompowane są do rurociągów szlamowych i trafiają do wyznaczonych rejonów kopalni. Do lokowania odpadów wykorzystuje się pustki poeksploatacyjne oraz likwidowane wyrobiska korytarzowe.

Odpady wprowadza się do zrobów przez :

- wykonanie otworu wiertniczego z czynnych wyrobisk,
- tamę izolującą zroby wyeksploatowanych ścian,
- bezpośrednio podawanie do zawału czynnej ściany prowadzonej po wzniosie.

W Głównym Instytucie Górnictwa opracowano następującą klasyfikację sposobów lokowania szlamów w zależności od warunków górniczo-geologicznych:

- a) lokowanie w czasie trwania eksploatacji polega na odprowadzaniu rozcieńczonych szlamów do zrobów podziemnych w trakcie wybierania pokładu z zawałem stropu, przy czym w najniższym punkcie zrobów odbiera się oczyszczoną wodę,
- b) lokowanie po dokonanej eksploatacji polega na odprowadzaniu rozcieńczonych szlamów do starych zrobów w innym pokładzie lub do tych, pod którymi jest prowadzona eksploatacja i w których sklarowana woda spływa do najniższego ich punktu lub infiltruje przez spękany góro -

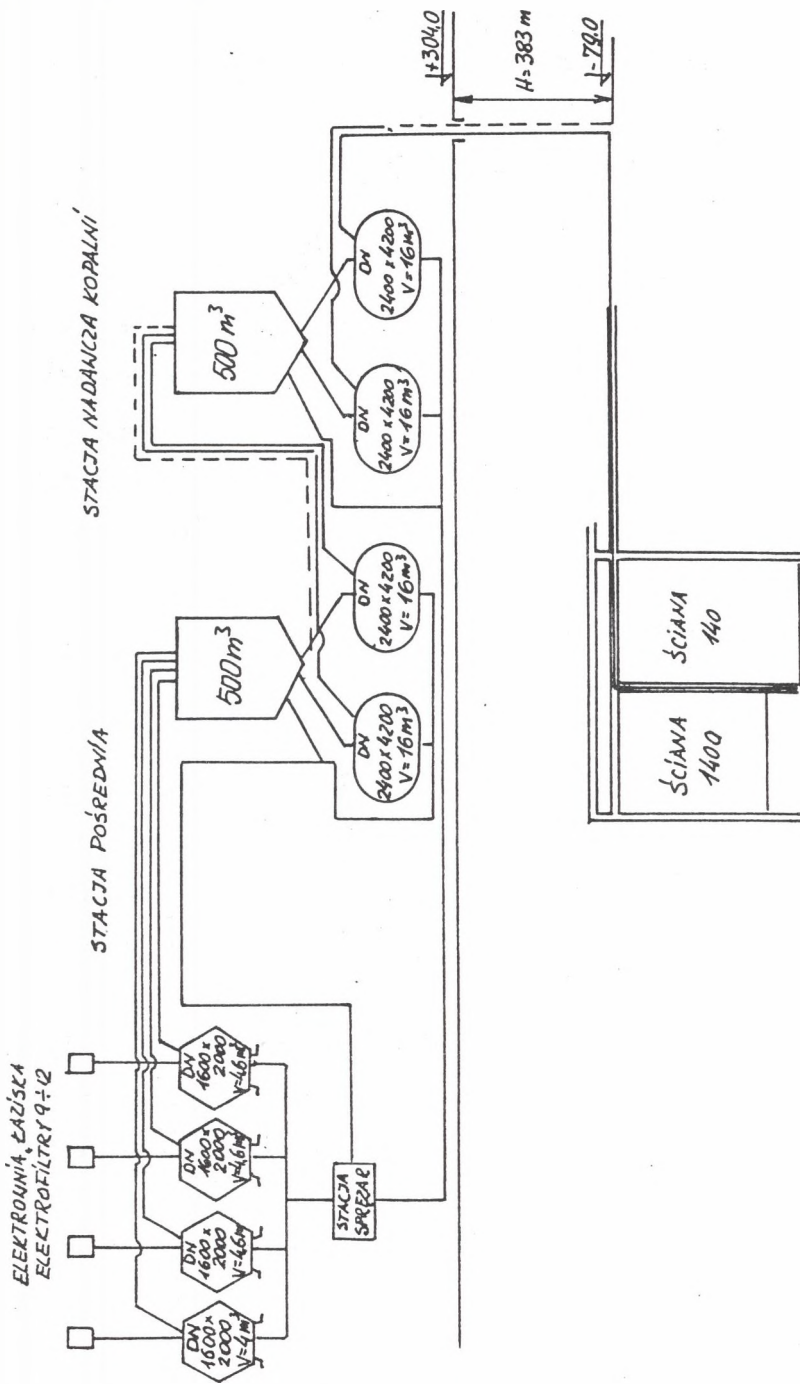
twór do niżej występujących zrobów, skąd jest odprowa -
dzana,

- c) lokowanie w przekopach polega na odprowadzaniu rozcień-
czonych szlamów, począwszy od odcinków położonych wyżej
przy częściowym spiętrzeniu wody na przytawkach i spły-
wie grawitacyjnym sklarowanej wody w kierunku szybu.
W przypadku lokowania rozcieńczonych szlamów w pochyl-
niach bez możliwości odbioru wody w niżej położonych
wrobiskach spiętrzoną wodę można po sklarowaniu od-
pompować,
- d) lokowanie do określonego poziomu piętrzenia wody polega
na odprowadzaniu rozcieńczonych szlamów do zrobów zawa-
łowych i utworzeniu zbiornika wodnego do poziomu umoż-
liwiającego grawitacyjny wypływ lub odpompowanie skla-
rowanej wody,
- e) lokowanie z możliwością przyszłego odwodnienia polega
na odprowadzaniu rozcieńczonych szlamów do zrobów zawa-
łowych i utworzeniu zbiornika wodnego, który może być w
przyszłości odwodniony, np. za pomocą otworów drenażo-
wych,
- f) lokowanie bez możliwości odwodnienia polega na odprowa-
dzaniu rozcieńczonych szlamów do zrobów zawałowych naj-
niżej zalegającego pokładu, pod którym nie przewiduje
się eksploatacji lub do zrobów oddzielonych od czynnych
wrobisk pionową, znacznej grubości półką bezpieczeń-
stwa.

Hydrauliczne lokowanie szlamów wiąże się z wprowadzeniem do wyrobisk górniczych (zrobów) określonej ilości wody, która może stanowić zagrożenie wodne dla istniejących czynnych lub projektowanych wyrobisk górniczych.

Bardzo dobre rezultaty związane z lokowaniem pyłów elektrownianych uzyskano w KWK Bolesław Śmiały [11, 26]. W pierwszym etapie wdrożono technologię lokowania "na sucho" za pomocą sprężonego powietrza (rys.5.8). W czasie eksploatacji tej technologii zebrano następujące doświadczenia:

- żadne znane urządzenia nie zwalczają skutecznie zapylenia w strudze rozprężającego się powietrza na wylocie z rurociągu - jedynym skutecznym sposobem jest podawanie wody zraszającej do wewnątrz rurociągu,
- w miejscu podawania wody do wewnątrz rurociągu konieczne jest zastosowanie rurociągu gumowego, co eliminuje tak zwane "zarastanie" rurociągów stalowych na skutek przylepiania się pyłu i powstawania zatorów,
- aby umożliwić szybkie i zdalne sterowanie pracą rurociągu podsadzkowego, nieodzowne jest stosowanie mechanizmów do szybkiego otwierania i zamykania poszczególnych jego odcinków,
- należy tak dobrać kierunek przepływu powietrza oraz taką organizację pracy, aby w procesie podsadzania cała załoga była wycofana z zużytego i zapyłonego prądu powietrza.



Rys. 5.8. Technologia lokowania pyłów elektrownianych metodą na sucho w KWK Bolesław Smiały

Fig. 5.8. Method of location of power station dusts by the dry procedure at the "Bolesław Smiały" Coal Mine

W drugim etapie podjęto prace związane z lokowaniem pyłu "na mokro". W tym celu na dole kopalni wykonano mieszalnik, do którego dołączono rurociąg transportu pneumatycznego. Sporządzony emulgat podawano pompą do zrobów poeksploatacyjnych.

Korzystając z tego kolejnego doświadczenia, w celu umożliwienia szybkiego przemieszczania urządzeń do miejsca zalewania i uszczelniania zrobów (z uwagi na zagrożenia pożarowe) wykonano w kopalni przewoźny zestaw do transportu i lokowania pyłów metodą na sucho lub na mokro. W skład takiego zestawu pokazanego na rysunku 5.9. wchodzi:

- pyłowozy o pojemności 1.4 m^3 ,
- mieszalnik przewoźny,
- sprężarka powietrza,
- pompa OK - 65 ustawiona na podwoziu.

Zestaw taki można sprawnie przemieszczać z jednego rejonu do drugiego i w zależności od potrzeb tłoczyć pyły do miejsca przeznaczenia metodą na sucho lub na mokro. Na powierzchni pyły ładowane są do pyłowozów dołowych grawitacyjnie z silosów ustawionych nad torami kolei kopalnianej.

W celu uproszczenia opisanych powyżej metod lokowania pyłów elektrownianych muszą być spełnione następujące warunki:

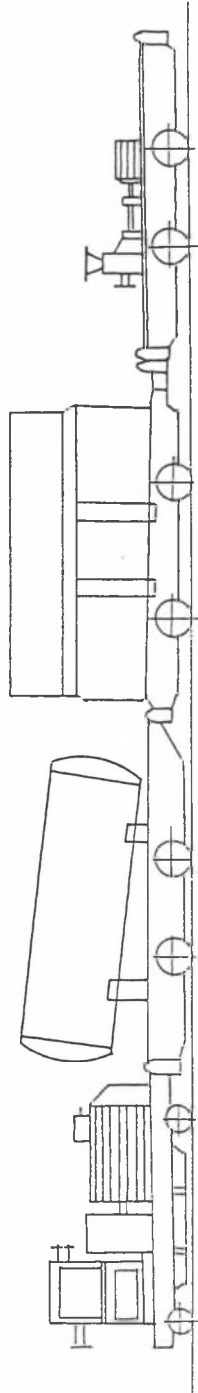
- łatwość dostępu do taboru samochodowego i kolejowego przystosowanego do transportu materiałów pylistych,
- produkcja gumowych rur podsadzkowych $\varnothing 180$ i 200 mm ,
- produkcja dołowych wozów górniczych do przewozu materiałów pylistych,

Sprężarka
WEK-103

Pyłowóz
kopalciany

Przewoźny mieszalnik
emulgoty

Zespół pompy
PH-65



Rys.5.9. Zestaw przewoźny do transportu i lokowania pyłów
elektrownianych

Fig.5.9. Mobile set for the transport and location of power sta-
tion dusts

- produkcja osprzętu do rurociągów podsadzkowych (zdalnie sterowane zamki, dysze zraszające, rury teleskopowe).
Pyły dymnicowe lokowane są również między innymi w Kopalniach: Paryż (dawniej Gen. Zawadzki), Knurów, Jankowice.

5.3. DOSZCZELNIANIE STARYCH ZROBÓW

Z uwagi na znaczną porowatość skał zawałowych istnieje możliwość wypełniania pustek międzyziarnowych materiałem drobnoziarnistym. Metoda hydraulicznego doszczelniania zrobów zawałowych polega na wtłaczaniu do zawału zawiesiny popiołowo-wodnej, która rozplývając się w wyrobisku wypełnia wolne przestrzenie materiału skalnego.

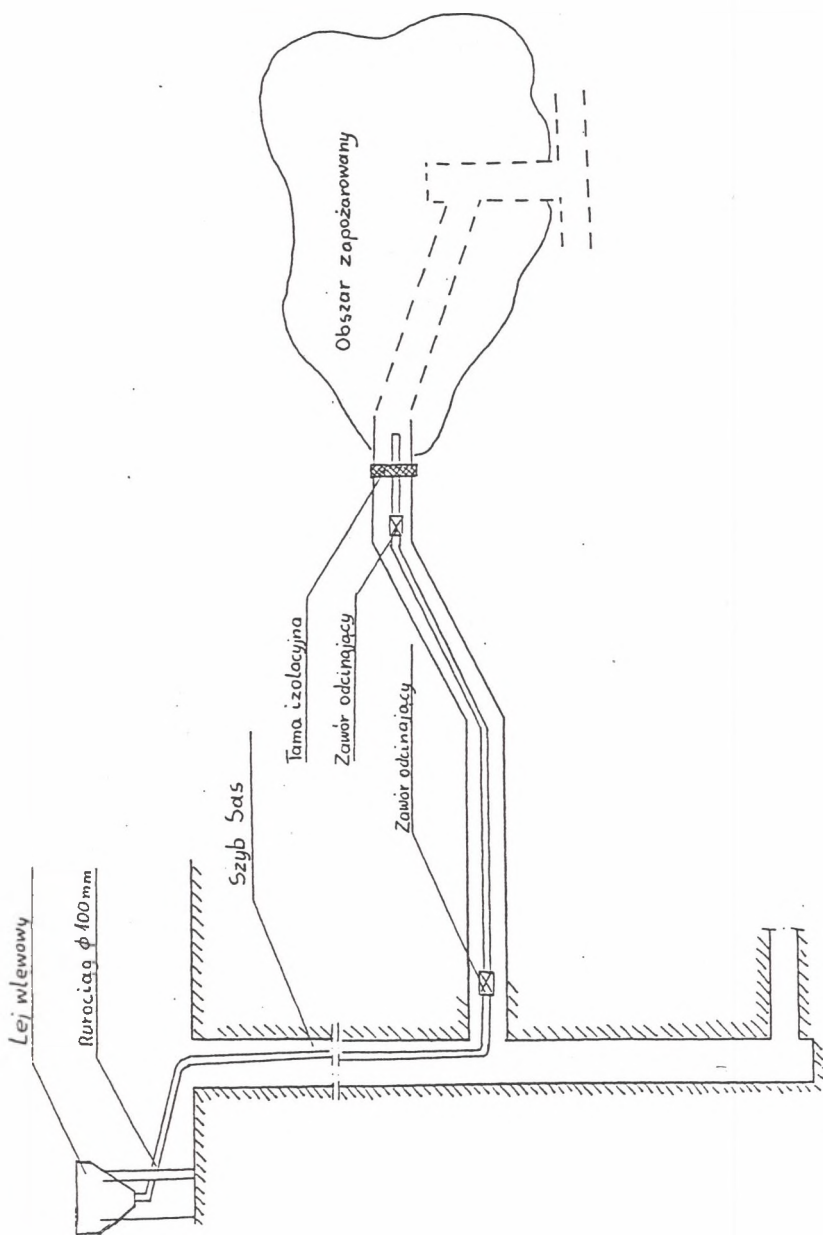
Doszczelnianie zrobów oprócz lokowania określonej ilości odpadów elektrownianych pozwala na przyspieszenie rekonsolidacji zawału, poprawia warunki klimatyczne w ścianie, eliminuje przepływ powietrza przez zawał, ogranicza w znacznym stopniu zagrożenie pożarowe, szczególnie w pokładach skłonnych do samozapalenia.

Potrzeba uszczelnienia górotworu może dotyczyć najbliższego otoczenia wyrobisk górniczych, jak np.: wypełnianie pustek za obudową, doszczelnianie stosów drewnianych wypełnianych skałą płonną lub pasów podsadzki suchej, uszczelnianie skał w otoczeniu tam izolujących. Uszczelnianie może dotyczyć również bardziej oddalonych od wyrobisk partii górotworu, jak np.: gruzowiska zawałowego, filarów węglowych oddzielających wyrobisko od zrobów.

Dotychczas stosowane sposoby uszczelniania polegały na wprowadzaniu do górotworu najczęściej mleka wapiennego lub cementowego. Obecnie opracowano wiele technologii, które pozwalają zastosować produkty odpadowe z kopalni lub elektrowni [4].

Jedną z takich metod jest wykorzystanie popiołów lotnych w postaci zawiesiny popiołowo-wodnej do wykonywania tego rodzaju izolacji. W kopalniach posiadających instalację do podsadzki hydraulicznej, kosztem stosunkowo niewielkich przeróbek, przystosowuje się te urządzenia do opuszczania na dół względnie dobrze wymieszanych z wodą popiołów i stosuje się je z powodzeniem zamiast piasku, gipsu i anhydrytu. Metodę tę zastosowano w wielu kopalniach, między innymi: Bobrek, Mysłowice, Katowice, Staszic, Pstrowski, Brzeszcze. Na rys.5.10. pokazano układ technologiczny podawania emulgatu z popiołów dymnicowych do zwalczania zagrożenia pożarowego zastosowany w KWK Mysłowice [26]. Również w KWK Jastrzębie mieszaninę wytwarzaną dla podsadzania lokowano częściowo w starych zrobach, głównie w celu profilaktyki przeciwpożarowej.

Z zebranych doświadczeń wynika, że lepszą penetrację starych wyrobisk wykazuje mieszanina zawierająca mniejszą ilość części stałych. Szczelność i skuteczność wypełniania okazała się w praktyce bardzo dobra, co potwierdziły wyniki w zakresie wentylacji.



Rys.5.10. Układ technologiczny podawania emulgatu z popiołów dymnicowych w KWK Mysłowice

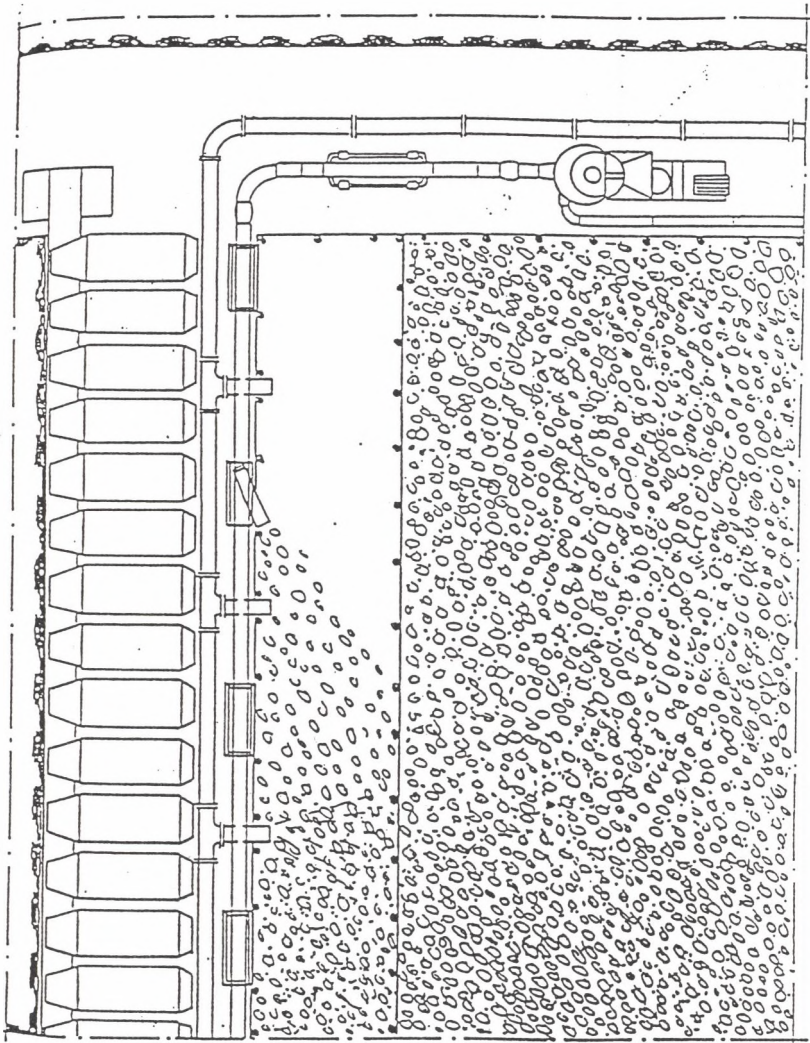
Fig.5.10. Operational system for emulgant feeding from smoke-box dusts at the "Mysłowice" Coal Mine

Doświadczenia zdobyte przy doszczelnianiu zrobów zawalonych pyłami dymnicowymi pozwoliły na opracowanie nowej metody lokowania odpadów drobnofrakcyjnych w wyrobiskach podziemnych. Metoda ta polega na pneumatycznym podsadzaniu pustki poeksploatacyjnej materiałem gruboziarnistym, np. skruszoną skałą, kamieniem popłuczkowym lub odpadami z Haldexu i hydraulicznym doszczelnianiu tego materiału pyłami dymnicowymi lub innym materiałem drobnoziarnistym. Taki sposób wypełniania wyrobiska ma wiele zalet, przede wszystkim umożliwia zdeponowanie określonej ilości drobnofrakcyjnych materiałów pod ziemią, a ponadto poprawia współczynnik wypełnienia wyrobiska oraz stabilność skarpy podsadzkowej, co przyczynia się do poprawy podporności stropu.

Podsadzanie pneumatyczno-hydrauliczne może być prowadzone dwojako: w pierwszej fazie można dokonać podsadzania pneumatycznego materiałem gruboziarnistym, a następnie przystąpić do hydraulicznego wypełniania podsadzki suchej wodną zawiesiną popiołów lotnych. Można również prowadzić podsadzanie równoczesne, tzn. pneumatyczne i hydrauliczne.

W drugim przypadku należy spodziewać się wyraźnego ograniczenia zapylenia wyrobiska. Przy tego typu podsadzaniu wolne przestrzenie międzyziarnowe zostaną w pełni zapełnione materiałem drobnofrakcyjnym, który rozplływając się w otamowanym wyrobisku będzie je stopniowo wypełniać. Jest to więc technika, która powinna gwarantować szczelność wypełniania pustki poeksploatacyjnej, a równocześnie, ze względu na właściwości wiążące pyłów dymnicowych, stabilność skarpy podsadzkowej.

Transport zawiesiny może odbywać się grawitacyjnie lub pompowo-grawitacyjnie. Schemat hydraulicznego doszczelniania podsadzki pneumatycznej odpadami drobnofrakcyjnymi przedstawia rysunek 5.11.



Rys.5.11. Schemat hydraulicznego doszczelniania podsadzki pneumatycznej odpadami drobnofrakcyjnymi

Fig.5.11. Hydraulic diagram of additional sealing of the pneumatic filling with fine-grained waste material

5.4. REKONSOLIDACJA GRUZOWISKA ZAWAŁOWEGO

Istotą tej technologii jest wypełnianie pustek w rumowisku zawałowym odpadowymi materiałami wiążącymi i stworzenie w ten sposób płyty nośnej, pod którą - w przypadku eksploatacji grubego pokładu warstwami z góry na dół - można bezpiecznie wybierać warstwę niższą bez pozostawienia międzywarstwowych pólek węglowych.

Zastosowanie zestalania rumowiska zawałowego wymaga budowy specjalnej instalacji oraz zapewnienia dostaw surowców mineralnych, to jest popiołów lotnych i odpadów cementowych.

Technologia ta wprowadzona została po raz pierwszy eksperymentalnie w KWK Andaluzja w pokładzie o grubości 7 m.

Pokład wybierany był dwoma warstwami systemem ścianowym z zawałem stropu. W czasie prowadzenia ściany zauważono, że:

- najważniejszym czynnikiem decydującym o parametrach wytrzymałościowych przy zastosowaniu zaprawy wiążącej, oczywiście obok składu mineralnego, jest wilgotność naturalna, z uwagi na to, że zaprawy te nie należą do szybko wiążących,
- eksploatacja ścian powinna być prowadzona systemem poprzecznym, gdyż zapewnia to grawitacyjny przepływ mieszaniny wiążącej w głąb rumowiska zawałowego oraz zapobiega wylewaniu się nadmiaru mieszaniny do przestrzeni przodku.

Odmienne sposoby wykorzystania gruzowiska zawałowego opracowano w RFN w Górniczym Instytucie Badawczym (Bergbau - Forschung) [38]. Technologia ta wykorzystuje zalety

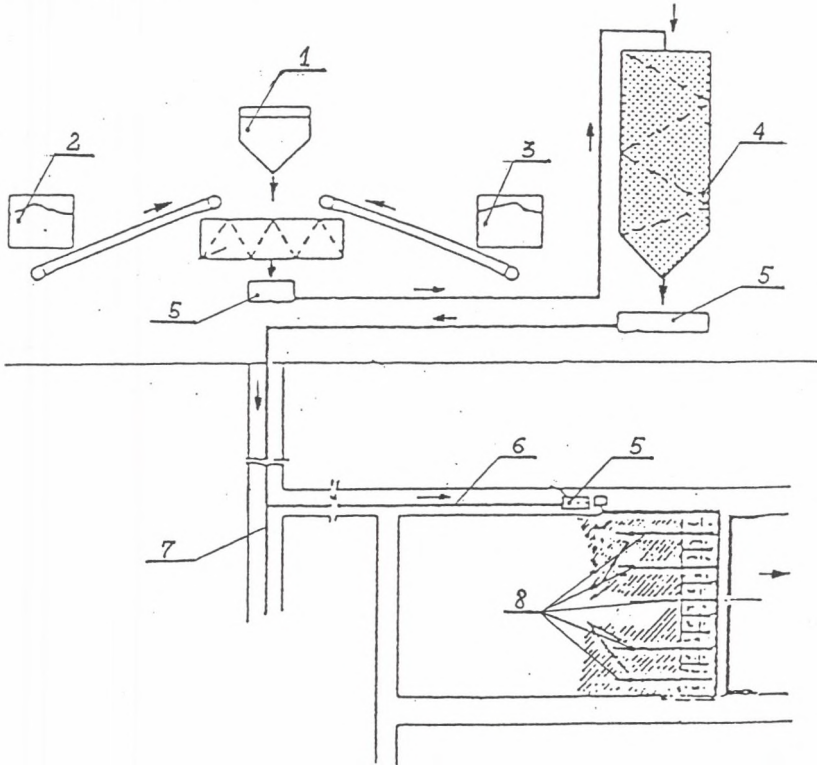
techniczno-eksploatacyjne i ekonomiczne eksploatacji z zawalem stropu, lecz stwarza zarazem możliwości wypełnienia powstałych w wyniku wybierania węgla pustych przestrzeni, w których znajduje się już kamień z łamiących się warstw stropowych. Opadły ze stropu kamień, który pod wpływem zalegającego powyżej górotworu zagęszczał się prawie do pierwotnego stanu, stanowi teraz miejsce do lokowania drobnoziarnistych produktów odpadowych z zakładów przeróbki mechanicznej oraz elektrowni.

Metoda ta umożliwia uzyskanie zawiesiny o dużej koncentracji poprzez wymieszanie odpadów flotacyjnych, pyłów z elektrofiltrów, drobno skruszonego kamienia, a także gipsu z odsiarczania spalin i popiołów z filtrów fluidalnych.

Tego rodzaju gęstopłynną mieszaninę ciał stałych i wody można jeszcze transportować hydraulicznie, gdyż nie utwardza się ona w przewodach i sedymentuje w nieznacznym stopniu. Pozwala to jakby przechowywać ją przez kilka dni w przewodach tłocznych i zbiornikach zapasowych bez obawy, że nastąpi ich zatkanie.

Zawartość wody powinna być możliwie minimalna, aby naturalny suchy kamień z zawału mógł związać nadmierną wodę. Po intensywnym wymieszaniu na powierzchni mieszanina ciał stałych i wody podawana jest do rurociągu szybowego i dalej rurociągami transportowana jest hydraulicznie aż do ściany - rys.5.12. Rura szybowa służy jako generator ciśnienia dla transportu poziomego. Mieszaninę tłoczy się za pomocą pompy ustawionej w chodniku przyścianowym lub w przekopie do ru-

ciągu ułożonego w ścianie. Z przewodu (rurociągu) ścianowego zasila się rury wylotowe, prowadzone jako rury wleczone, ułożone na spągu, sięgające 15 - 20 m do przestrzeni zawałowej. Umocowane są one do przenośnika i ciągnięte do przodu w czasie jego przesuwania.



- 1. odpady flotacyjne
- 2. pyły z elektrofiltrów
- 3. drobny kamień
- 4. zbiornik zapasowy

- 5. pompa
- 6. rurociąg chodnikowy
- 7. rurociąg szybowy
- 8. rury wleczone

Rys.5.12. Lokowanie drobnoziarnistych produktów odpadowych w gruzowisku zawałowym

Fig.5.12. Location of fine-grained waste material in the caving rubble

Przydatność tej metody potwierdzona została w trakcie prób prowadzonych w Kopalniach Walsum i Monopol. Przykładowo przy urabianiu ściany o wysokości 1.4 m wtłoczono od 0.9 do 1.25 m³ mieszanki na każdy m² wyeksploatowanej powierzchni pokładu. Osiągnięto przy tym wskaźnik wypełnienia o wartości od 65 do 90%. Próby prowadzone były przy następującym stosunku składników w mieszanku: 30% odpady flotacyjne, 30% drobny kamień i 40% pyły elektrofiltrów. Pompowanie i wtłaczanie mieszanki przebiegało bez zakłóceń także przy zwiększeniu udziału odpadów flotacyjnych do 50% .

Najistotniejsze zalety tej metody są następujące:

- urabianie jest w dużym stopniu niezależne od wtłaczania mieszanki do zawału; jest to szczególnie korzystne w ścianach o dużym postępie,
- do obudowy ścianowej nie trzeba wprowadzać żadnych zmian konstrukcyjnych,
- stałe dysponowanie mieszanką wypełniającą, ponieważ może być ona przechowywana w rurociągu,
- nie jest konieczne dodawanie środków wiążących,
- większy wskaźnik wypełnienia pozwala oczekiwać mniejszej konwergencji niż przy podsadzce pneumatycznej.

5.5. PNEUMATYCZNE UKŁADY TRANSPORTOWE SYSTEMU "POLKO"

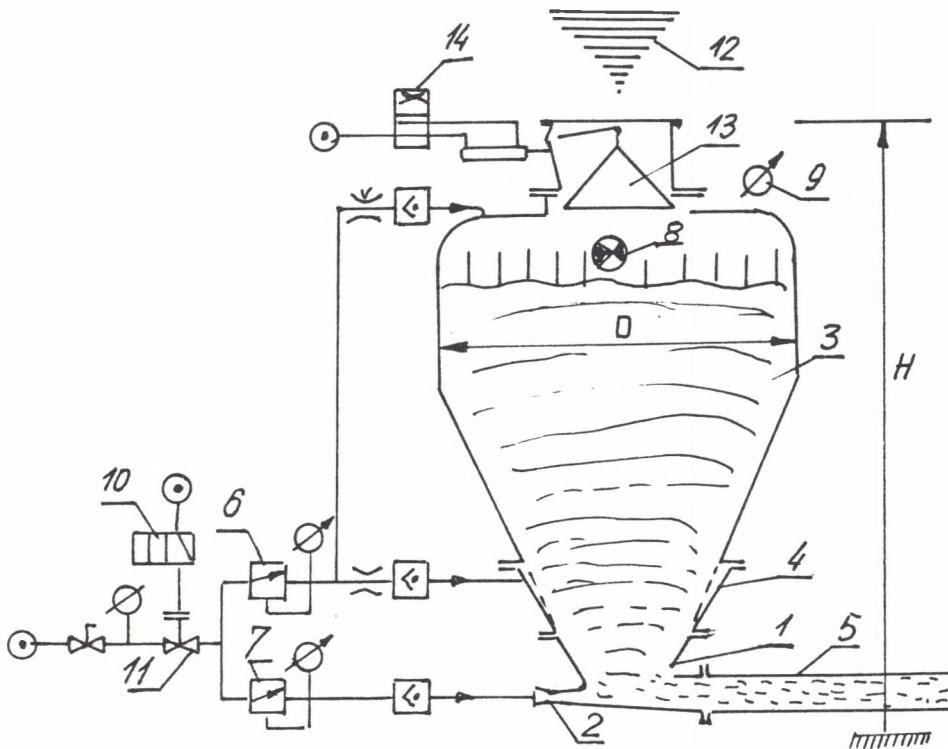
Aktualnie urządzenia systemu "Polko" eksploatowane są w 30 kopalniach (około 50 linii transportowych) i służą do wykonywania anhydrytowych lub pyłowo-cementowych pasów podsadzkowych, wypełniania pustek w górotworze, uszczelniania skał oraz do budowy tam i korków podsadzkowych.

Tak szeroki zakres stosowania był powodem wprowadzenia modułowych elementów konstrukcyjnych, dobieranych na zasadzie kompilacji w zależności od potrzeb danej kopalni.

Najistotniejszym elementem układu transportu "Polko" jest urządzenie zasilające. Urządzenia zasilające decydują o sposobie wprowadzania materiału i gazu do rurociągu transportowego oraz dają początek określonemu przemieszczaniu mieszaniny ciała stałego i gazu.

Dla wysokociśnieniowego transportu pneumatycznego przez unoszenie urządzeniem cyklicznie wprowadzającym materiał sypki do rurociągu transportowego jest podajnik komorowy systemu "Polko" pokazany na rysunku 5.13 [26]. Podajnik komorowy stanowi połączenie trzech współpracujących ze sobą elementów: komory mieszania 1, dyszy 2 oraz zbiornika ciśnieniowego 3 wyposażonego w swej dolnej części w elastyczny, stożkowy pierścień 4.

Zasada działania podajnika polega na równoczesnym wprowadzaniu sprężonego powietrza do górnej i bocznej (stożkowej) części zbiornika ciśnieniowego 3 oraz do komory mieszania 1.



Rys.5.13. Podajnik komorowy systemu "Polko"

Fig.5.13. Chamber-type feeder of the "Polko" system

Gaz przekazuje swą energię na materiał sypki, uruchamiając jego wypływ do rurociągu 5 w postaci ciągłej strugi mieszanki dwufazowej. Stałą wartość ciśnienia gazu w górnej części zbiornika 3, a tym samym zachowanie stałego nacisku na powierzchnię materiału sypkiego utrzymuje zawór redukcyjny 6. Doprowadzenie sprężonego gazu do bocznej, stożkowej części zbiornika 3 i wywołana tym wibracja elastycznego pierścienia 4 spulchnia materiał, co umożliwia jego swobodny

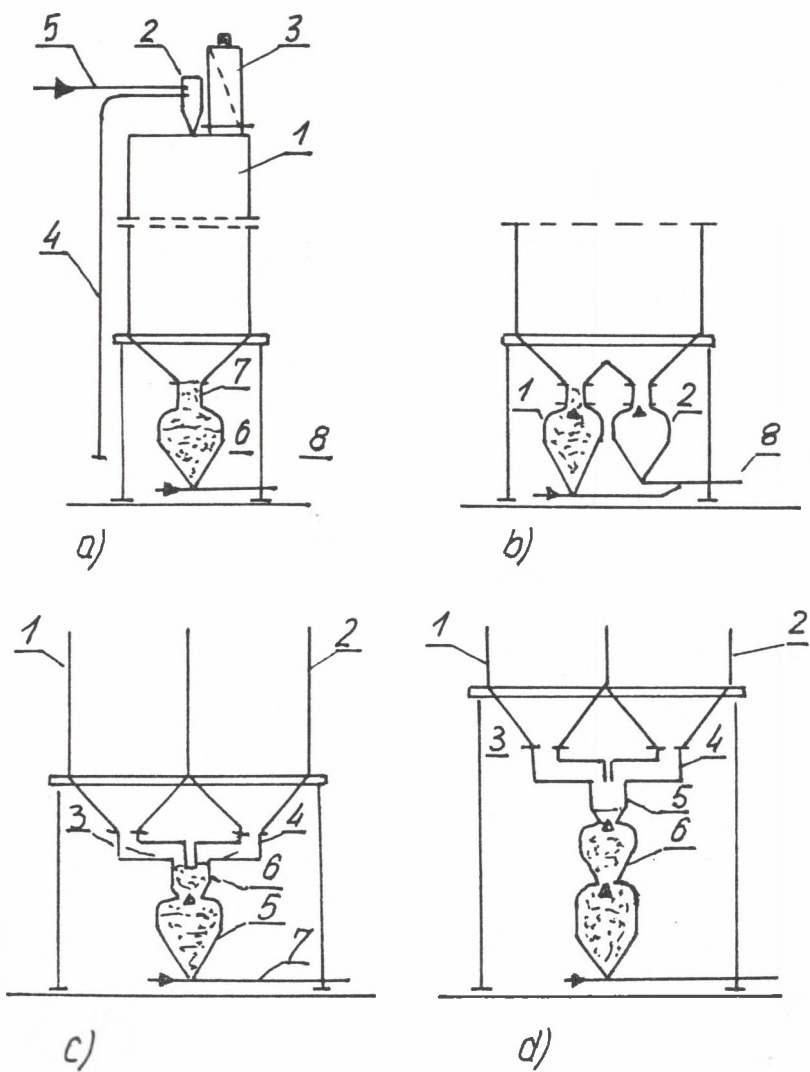
przepływu w komorze mieszania 1. Na skutek doprowadzenia do dyszy 2 sprężonego gazu o stałym ciśnieniu, ustalonym zaworem 7, materiał z komory mieszania jest unoszony w strumieniu gazu i wprowadzany do rurociągu transportowego 5.

Zastosowany układ sterujący umożliwia pracę podajnika komorowego w cyklu zautomatyzowanym, przy czym zachowano możliwość awaryjnego sterowania ręcznego wszystkimi elementami. Maksymalny stopień wypełnienia podajnika komorowego materiałem określony jest za pomocą izotopowego wskaźnika poziomu 8. W końcowej fazie cyklu pracy podajnika, podczas przedmuchiwania instalacji, następuje spadek ciśnienia w zbiorniku 3, co powoduje zwarcie styków manometru kontaktowego 9 oraz kolejno włączenie elektrozaworu 10 i odcięcie dopływu sprężonego gazu zaworem 11.

Zastosowanie w konstrukcji podajnika elastycznego pierścienia 4 oraz częściowe upłynnianie materiału przed wprowadzeniem do komory mieszania pozwala transportować materiały trudno poddające się napowietrzaniu. Jest to szczególnie istotne w przypadku eksploatacji długich ciągów transportowych.

W zależności od potrzeb kopalni można zestawiać urządzenia nadawcze transportu pneumatycznego w różny sposób (rys.5.14.):

- układ nadawczy o pracy cyklicznej (rys.5.14a.), zalecany z uwagi na ekonomikę pracy dla linii o długości do 500 m,
- układ nadawczy dwóch podajników na przemian zasilających rurociąg transportowy (rys.5.14b.), stosowany do transportu na odległość do 4 km,



Rys.5.14. Układy nadawcze systemu "Polko"

Fig.5.14. Transmission units of the "Polko" system

- układ nadawczy o pracy cyklicznej z równoczesnym mieszaniem namiarowanych składników sypkich (rys.5.14c.),
- układ nadawczy (tandem pionowy) o pracy ciągłej z równoczesnym mieszaniem składników sypkich (rys.5.14d.).

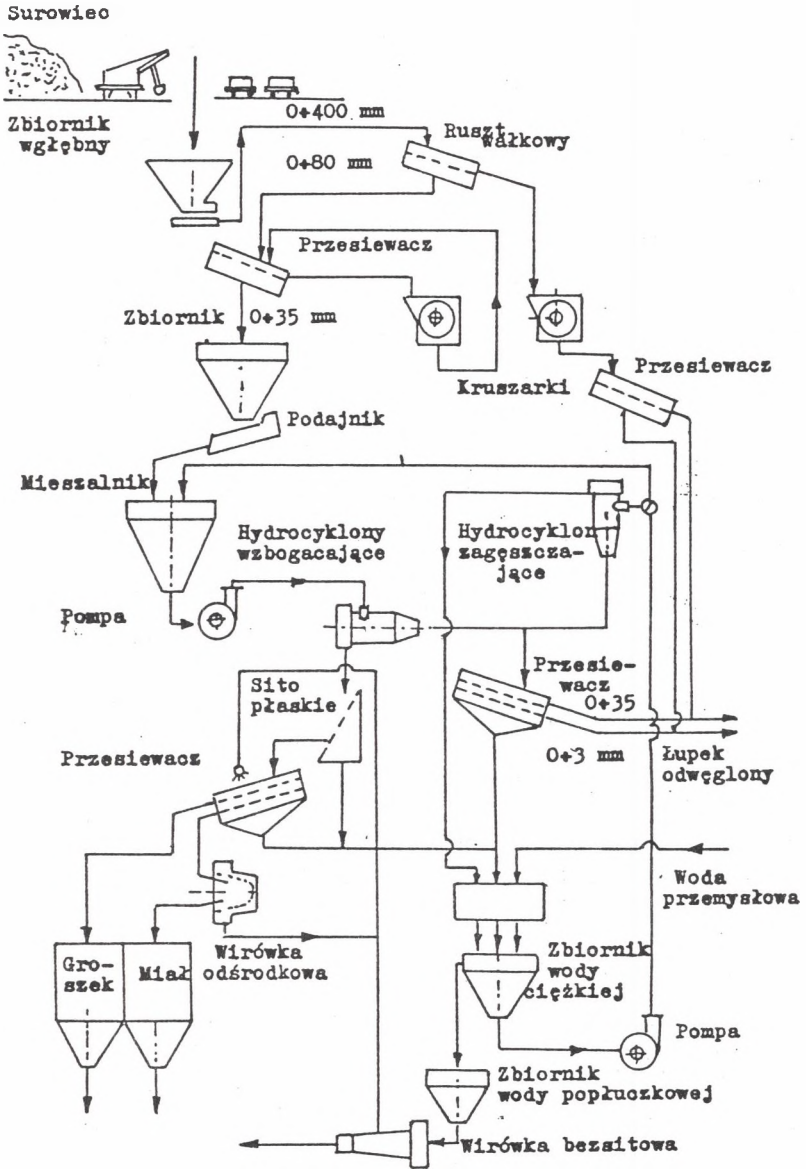
Podane przykłady obejmują zastosowanie urządzeń nadawczych dla układów transportowych od silosów magazynujących do wyrobisk dołowych. Opisane układy stosowane są w wyrobiskach dołowych i mogą być zasypywane ręcznie lub stanowić element stacji przerzutowych materiałów sypkich.

Układy transportu pneumatycznego systemu "Polko", wyposażone w elementy o podwyższonej wytrzymałości na zużycie erozyjne przy tarciu typu minerał-metal, budowane z krajowych podzespołów, wykazały przy modułowym systemie doboru pełną przydatność do pneumatycznego przemieszczania pyłów dymnicowych i innych materiałów sypkich.

5.6. WYKORZYSTANIE ŻUPKU POWĘGLOWEGO DO PODSADZKI

Jak wspomniano powyżej, w wielu kopalniach w całości lub w części zastępuje się tradycyjny materiał podsadzkowy, jakim jest piasek, materiałem z Haldexu, uzyskiwanym z hałd kopalnianych [18, 21, 34].

W związku z tym na rys.5.15. przedstawiono schemat technologiczny przeróbki odpadów w zakładach Haldexu. Po wydzieleniu drewna, złomu, elementów betonowych i podobnych materiałów odpady kruszone są na ziarno poniżej 30 mm. Proces rozdrabniania odbywa się w układzie kruszarek i przesiewaczy



Rys.5.15. Schemat technologiczny przeróbki odpadów powęglowych w zakładach Haldexu

Fig.5.15. Technological scheme of utilisation processing of coal waste in Haldex

jedno- lub dwustopniowo, przy czym jako kruszarek pierwszego stopnia używa się kruszarek szczękowych, natomiast w drugim stopniu stosowane są kruszarki młotkowe lub udarowe. Rozdrobniony w ten sposób materiał jest następnie wzbogacany w hydrocyklonach z cieczą ciężką. W wyniku procesu rozdziału otrzymuje się dwie frakcje ciężarowe, które są następnie odwadniane i klasyfikowane na przesiewaczach wibracyjnych, a drobniejsza klasa węglowa dodatkowo w odwadniarce odśrodkowej. W ostatecznym wyniku otrzymuje się następujące produkty końcowe:

- węgiel 30 - 10 mm,
- węgiel 10 - 0 mm,
- odwęglony łupek 30 - 3 mm,
- odwęglony łupek 3 - 0 mm.

Jak wykazały badania oraz doświadczenia przemysłowe, łupek powęglowy Haldex jest w prawie wszystkich przypadkach ekwiwalentnym materiałem podsadzkowym.

Dodatek łupku Haldex w ilości 30% objętościowo do piasku podsadzkowego nie wpływa w sposób znaczący na jakość materiału podsadzkowego oraz podsadzkę utworzoną z tej mieszaniny.

Jednocześnie należy podkreślić, że udział łupku Haldex w materiale podsadzkowym do 30% nie powoduje zakłóceń w technologii wykonywania podsadzki, czyli w sposobie spłukiwania, przepływie grawitacyjnym w rurociągach, technologii wykonywania podsadzki w samym przodku oraz w pozostałych elementach całego procesu wydobywania z podsadzką hydrauliczną.

6. SYSTEMY TRANSPORTOWE ODPADÓW W KOPALNIACH GŁĘBINOWYCH

Znane rozwiązania systemów transportowych stosowanych do lokowania odpadów (podsadzania wyrobisk górniczych) w zasadniczym stopniu zależą od rodzaju transportowanych odpadów.

Odpady te najogólniej podzielić można na:

- skałę płonną uzyskiwaną w procesie wzbogacania węgla w podziemiach kopalni lub na ich powierzchni,
- pyły elektrowniane, żużel i odpady flotacyjne.

W przypadku pierwszego rodzaju odpadów najczęściej stosuje się systemy transportowe z konwencjonalnymi środkami transportu kopalnianego, to jest urządzenia wyciągowe, kolej kopalniana, przenośniki zgrzeblowe i taśmowe [48]. Skała do podsadzki podawana jest z miejsc wstępnego wzbogacania i klasyfikacji w podziemiach kopalń, zakładów przeróbczych kopalń czy ich zwałów oraz z miejsc robót inwestycyjnych kopalni. Wspomnieć należy, że stosunkowo często odpady tego rodzaju nie stanowią samodzielnego materiału podsadzki, lecz po rozdrobnieniu (do 50 mm) są dodawane do piasku podsadzki hydraulicznej.

W przypadku drugiego z wymienionych rodzajów odpadów stosowanymi systemami transportu mogą być:

- hydrotransport [30],
- pneumatyczny [13],
- transport mieszany,
- transport grawitacyjny.

W dalszej części rozdziału opisane zostaną poszczególne systemy transportu odpadów na podstawie rozwiązań typowych, które znalazły zastosowanie w praktyce górniczej kopalń podziemnych.

6.1. SYSTEMY Z KONWENCJONALNYMI ŚRODKAMI TRANSPORTU

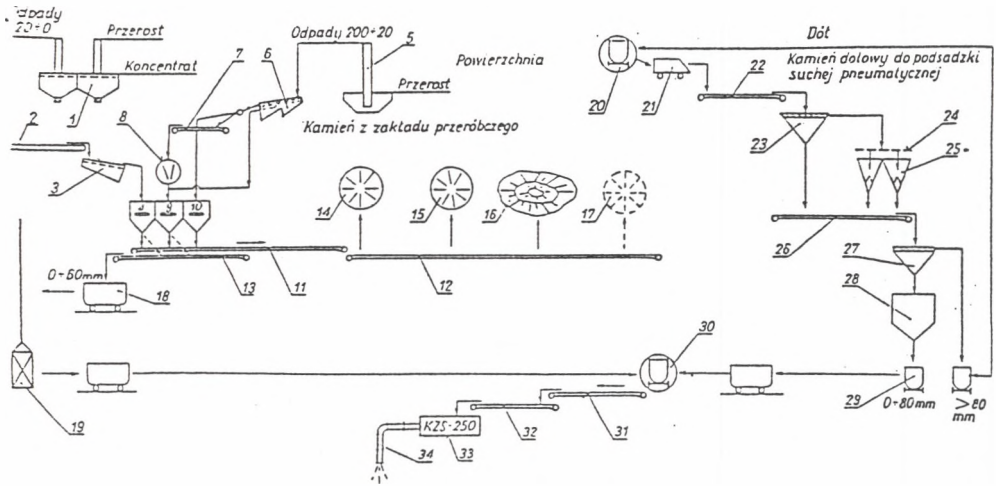
Dobłą ilustracją systemów z konwencjonalnymi środkami transportu dla lokowania na sucho skały pŁonnej w wyrobiskach kopalnianych jest rozwiązanie stosowane od lat 70 z licznymi modyfikacjami w latach późniejszych w KWK Rydułtowy [45].

Pierwszym elementem w ciągu technologicznym lokowania odpadów jest przygotowanie skał do podsadzki. W kopalni skała do podsadzki jest przygotowywana dwoma niezależnymi układami technologicznymi - dołowym i powierzchniowym. Skała pŁonna uzyskiwana na dole kopalni kierowana jest do centralnej stacji kruszenia. Schemat tej stacji przedstawiono na rysunku 6.1. Kamień po odpowiednim rozdrobieniu transportowany jest wozami o pojemności 985 l do wywrotów zlokalizowanych w oddziałach podsadzkowych.

Zasadnicza część odpadów powstaje w procesie przeróbki węgla. Stanowią one około 80% całości skały płonnej uzyskiwanej w kopalni. Część odpadów z procesu przeróbki węgla przeznaczają się do uzupełniania materiału podsadzkowego, pozostałą ilość lokuje się na zwałowiskach nadpoziomowych. Materiał podsadzkowy przygotowany na powierzchni opuszcza się w wozach szybami na dół, skąd transportowany jest do wywrotów zlokalizowanych w oddziałach podsadzkowych. Schemat przygotowania skały płonnej do podsadzki pokazano na rysunku 6.2. Materiał podsadzkowy spod wywrotu transportowany jest przenośnikami taśmowymi do podsadzarki, a dalej rurociągiem \varnothing 225 do ściany.

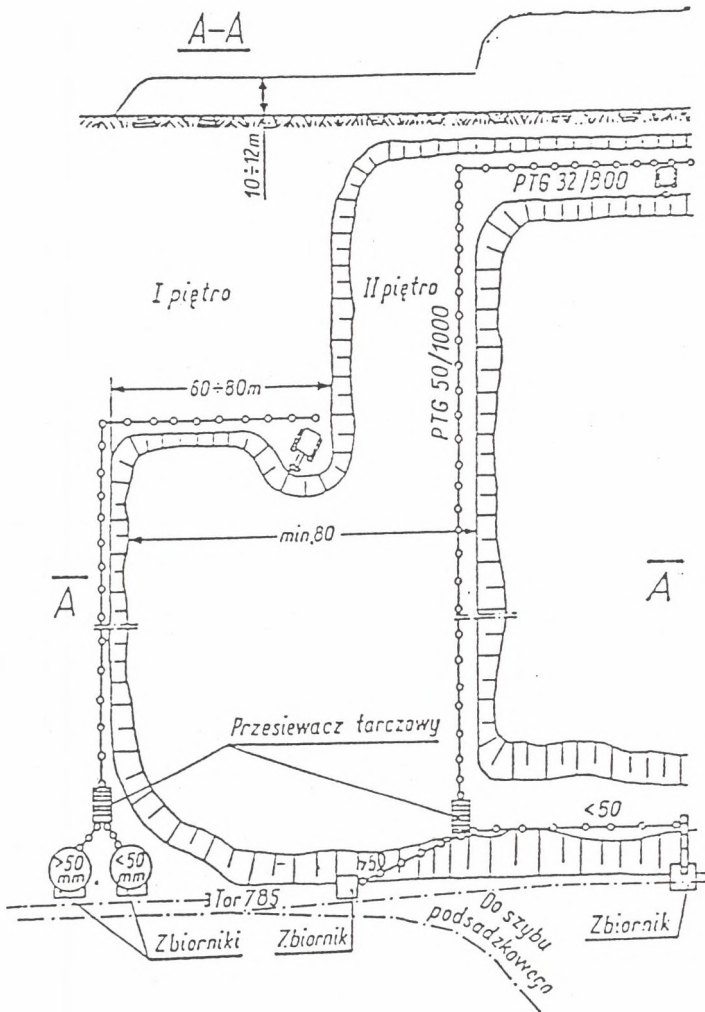
Pewnym fragmentem systemu transportowego odpadów na terenie kopalni jest podsystem transportu w obszarze zwałowisk, kiedy są one eksploatowane w celu likwidacji. Rozwiązanie takie pokazano na przykładzie KWK Powstańców Śląskich (Bytom) - rysunek 6.3 [3, 23].

Zwałowisko jest eksploatowane na dwóch poziomach systemem ubierkowym, przy czym wysokość każdego piętra wynosi od 10 do 12 m. Front roboczy na każdym piętrze przebiega wzdłuż całego zwałowiska, a odległość między frontami wynosi minimum 80 m. Wzdłuż czoła skarpy, na każdym piętrze, ułożony jest przenośnik taśmowy główny PTG - 50/1000, a prostopadle do niego drugi przenośnik o długości 60 - 80 m; może to być przenośnik zgrzeblowy lub taśmowy. Przy takim ułożeniu przenośników front roboczy o szerokości 60 - 80 m przebiega wzdłuż przenośnika taśmowego głównego. Na przenośnik zgrzeblowy urobek ładowany



Rys.6.2. Schemat przygotowania skały płonnej do podsadzki 1-osadzarka mialowo-wodna, 2-przenośnik zgrzeblowy, 3-wibrator odwadniający kamień, 4-zbiornik kamienia 0-20 o poj. 60 m³, 5-wzbogacalnik, 6-przesiewacz odwadniający kamień typu WP-2, 7-przenośnik taśmowy PTG-800, 8-kruszarka szczękowa, 9-zbiornik kamienia 0-60 o poj. 60 m³, 10-zbiornik kamienia niekruszonego 20-200 o poj. 60 m³, 11,12,13 -przenośnik taśmowy PTG-50/1000, 14-stożek nr 1,15-stożek nr 2,16-zwal płaski, 17-projektowany stożek, 18-wozy kopalniane,19-szyb Leon, 20-wywrót mechaniczno-obrotowy, 21-podajnik wózkowy, 22-przenośnik taśmowy PTG-50/1000, 23-przesiewacz rusztowy, 24-kratka kontrolna, 25-kruszarka stożkowa, 26-przenośnik taśmowy PTG-32/800, 27-przesiewacz rusztowy, 28-zbiornik o poj. 20 m³, 29-wozy, 30-wywrót 31-przenośnik taśmowy PTG-32/800, 32-przenośnik taśmowy 32/800, 33-podsadzarka, 34-rurociąg.

Fig.6.2. Schematic diagram of waste rock preparation for backfilling purposes
 1 - fine coal-water jig; 2 - scraper conveyor; 3-stone dewatering vibrator; 4 - stone 0-20 tank with a capacity of 60 m³; 5 - concentrator; 6 - stone dewatering screen of the WP-2; 7 - belt conveyor PTG-800; 8 - jaw crusher; 9 - stone 0-60 tank with a capacity of 60 m³; 10 - Uncrushed stone 20-200 tank with a capacity of 60 m³; 11, 12, 13 - belt conveyor PTG-50/1000; 14 - cone No 1; 15 - cone No 2; 16 - flat dump; 17 - designed cone; 18 - mining car; 19 - shaft Leon; 20 - mechanical rotary dump; 21 - feeding car; 22 - belt conveyor PTG-50/1000; 23 - rod deck screen; 24 - inspection grid; 25 - cone crusher; 26 - belt conveyor PTG-32/800; 27 - rod deck screen; 28 - tank with capacity of 20 m³; 29 - cars; 30 - dump; 31 - belt conveyor PTG-32/800; 32 - belt conveyor 32/800; 33 - backfilling machine; 34 - pipeline



Rys.6.3. System transportu odpadów na terenie kopalni w obszarze zwalowisk na przykładzie KWK Powstańców Śląskich (Bytom) [3]

Fig.6.3. Waste material transport system at the mine in the area of the dumping ground on the example of the "Powstańców Śląskich" Coal mine (Bytom) [3]

jest koparką łyżkową za pośrednictwem przejezdnej podawarki wstrząsanej. Po urobieniu i załadowaniu urobku z pasa o szerokości 60 - 80 m następuje przekładka przenośnika głównego.

Przenośniki kierują urobek na przesiewacze do rozsortowania. Przesiewacz tarczowy wydziela dwie klasy ziarnowe:

0 - 50 mm i powyżej 50 mm. Każdy sortyment kierowany jest przenośnikiem do oddzielnego zbiornika, skąd pobierany jest do dalszego transportu. Ziarna o wielkości do 50 mm kierowane są bezpośrednio do zbiornika podsadzkowego; ziarna większe rozdrabnia się kruszarkami przy podsadzkowni.

Istotną zaletą omówionego systemu transportu odpadów konwencjonalnymi środkami transportu jest stosowanie tych samych, co w przypadku urobku, maszyn i urządzeń oraz elementów towarzyszących systemowi. Wykorzystane są te same drogi transportowe. Ma to niewątpliwy wpływ na ekonomiczny aspekt zagadnienia. Równie ważnym problemem jest możliwość wstępnego wzbogacania urobku na dole kopalni. Wpływa to na odciążenie transportu pionowego oraz zakładu przerobczego. Zwiększa jednak koszty inwestycyjne, związane z rozbudową podziemi o stacje wzbogacania, kruszenia.

6.2. HYDROTRANSPORT ODPADÓW W KOPALNIACH

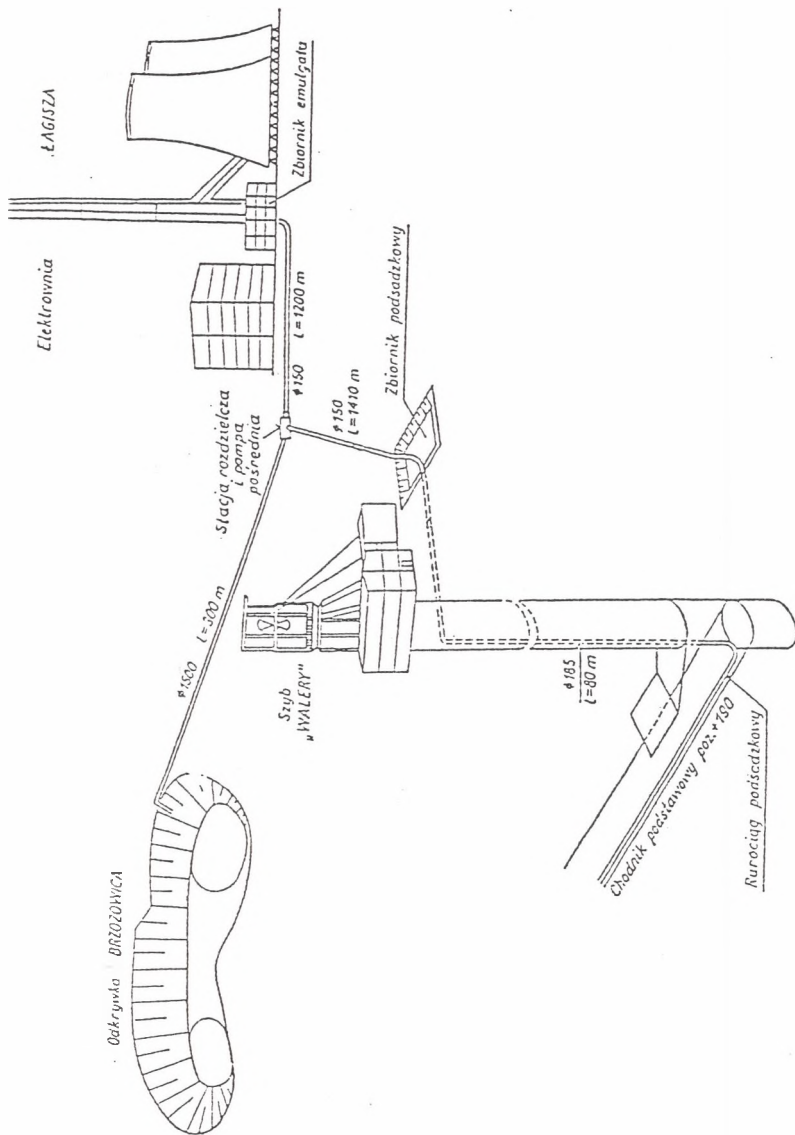
Systemy hydrotransportu są jednymi z najpowszechniej stosowanych w transporcie odpadów w postaci popiołów elektrownianych, mułów poflotacyjnych, żużli itp. Popularność tego typu transportu wynika z bogatych doświadczeń stosowania w kopalniach piaskowej podsadzki hydraulicznej.

W latach 50 pierwsze badania nad możliwością użytkowania odpadów hutniczych jako dodatku do podsadzki hydraulicznej wykonał W. Budryk, analizując możliwości zastosowania żużli wielkopieczowych. Dalszą kontynuacją badań W. Budryka były próby techniczne podsadzania z zastosowaniem bezpośrednio mieszaniny popiołu i wody oraz piasku, popiołu i wody.

W 1964 roku Zakładowe Laboratorium Badawcze Kopalni Soli Kłodawa przystąpiło do systematycznych badań nad własnościami mas wiążących z pyłów dymnicowych węgla brunatnego rejonów Konina i roztworów chlorku wapnia z zakładu przerobczego [15].

W latach 70 w górnictwie francuskim szeroko rozwinięto badania nad stosowaniem popiołów do podsadzki hydraulicznej. Opierając się na kompleksowych badaniach opracowano zasady specjalnych podsadzkowni w Zagłębiu Loary [1]. Jako materiał podsadzkowy stosowano mieszaninę żwiru i popiołu. Podsadzkownie składały się z małych zbiorników o pojemności 6 - 9 m³, do których sposobem ciągłym systematycznie dowożono materiał. Ze zbiorników materiał podsadzkowy dozowany był na przenośnik wibracyjny i dalej na wibracyjne sito zmywce. Przy stosowaniu rurociągu \varnothing 60 mm wydajność stacji równała się około 30 t/h mieszaniny popiołowo-żwirowej przy stosunku wody do materiału 3:2 do 3:1.

Próby stosowania popiołów do podsadzki hydraulicznej tłoczonych pompami prowadzone były w d. Czechosłowacji i d. ZSRR do podsadzek utwardzanych [35, 47].



Rys. 6. 4. Schemat transportu emulgatu z Elektrowni Łagisza do Kopalni Paryż

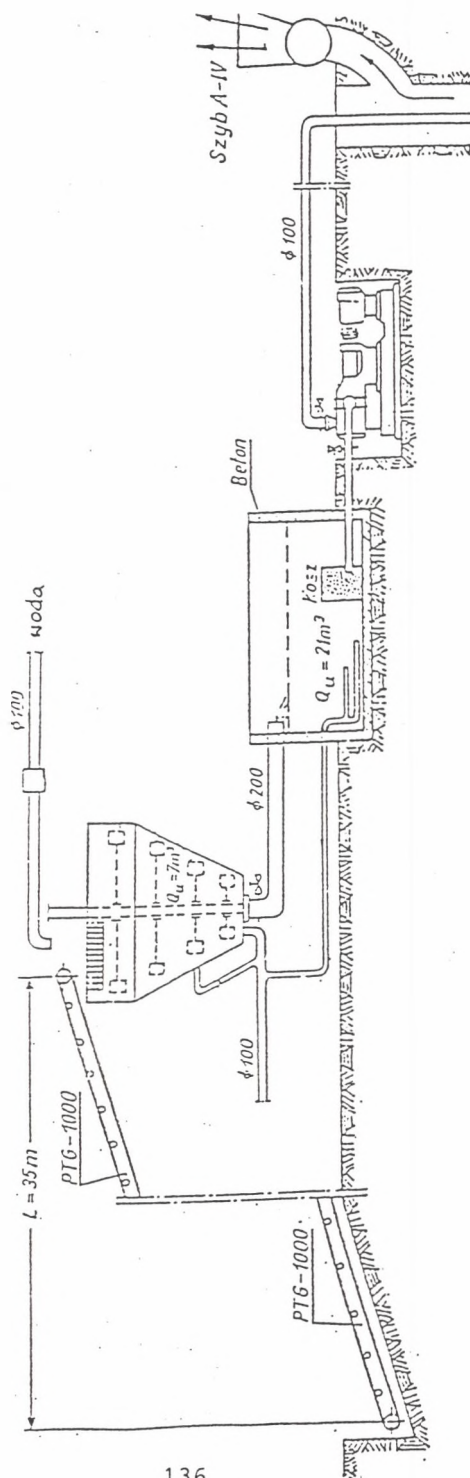
Fig.6.4. Schematic diagram of emulsion transport from the electric power station "Łagisza" to the "Paryż" Coal Mine

Polskie rozwiązania hydrotransportu popiołów elektrowni-nych zaowocowały rozwiązaniami z których bliżej opisane zosta-
tą systemy w KWK Paryż (Gen. Zawadzki), Brzeszcze, Bobrek.

Na rysunku 6.4. zaprezentowano schemat transportu emulgatu z Elektrowni Łagisza do Kopalni Paryż [7]. Emulgat jako goto-
wy produkt podsadzkowy wykonany jest w Elektrowni Łagisza i
transportowany rurociągiem \varnothing 150 mm do zbiornika podsadzkowego
przy szybie "Walery". Długość rurociągu wynosi około 2600 m.
Warunkiem poprawnej pracy systemu jest zachowanie wymaganej
prędkości przepływu emulgatu w rurociągu transportowym.
Emulgat ze zbiornika podsadzkowego podaje się trzema ruro-
ciągami do różnych miejsc podsadzania. Ze względu na dużą
odległość podsadzanych wyrobisk górniczych od szybu "Walery"
(4.3 km) stosowana technologia transportu wymaga utrzymania
wysokiego reżimu techniczno-organizacyjnego, a przede wszy-
stkim skoordynowanych działań pomiędzy kopalnią a elektro-
wnią. Rurociągi po każdym cyklu podsadzania wymagają płukania
wodą.

Nieco innym rozwiązaniem systemu transportowego charaktery-
zują się instalacje w KWK Brzeszcze i Bobrek [17, 44].

W KWK Brzeszcze popiół pobierany jest ze składowiska o
pojemności 10000 ton i transportowany przenośnikiem taśmowym
PTG - 1000 do mieszalnika stożkowego urządzenia wytwarzające-
go emulgat. Przedstawione jest ono na rys.6.5. Emulgat z mie-
szalnika spuszczaany jest do zbiornika retencyjnego o pojem-
ności 21 m^3 . Na poziomie dna tego zbiornika zainstalowana
jest pompa, która tłoczy emulgat rurociągiem \varnothing 100 mm na od-



Rys. 6.5. Rozwiązanie części powierzchniowej instalacji podszadzenia popiołami elektrownianymi w KWK Brzeszcze

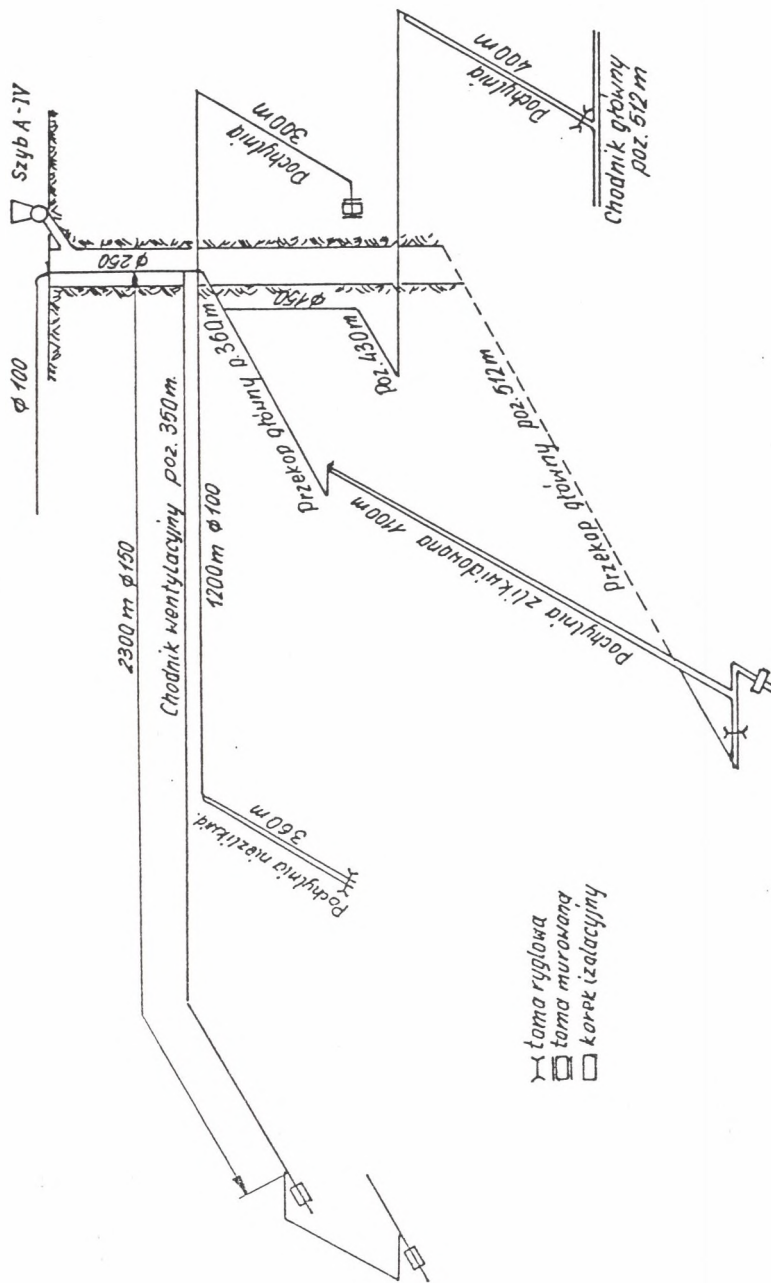
Fig. 6.5. Solution of the above ground portion of the backfilling installation with dusts from the electric power station at the "Brzeszcze" Coal Mine

ległość 180 m do szybu A - IV. Zarówno do mieszalnika, jak i zbiornika doprowadzane jest powietrze sprężone, co przeciwdziała sedymentacji popiołu w zbiorniku. Zastosowanie barbotażu powietrznego umożliwia utrzymanie emulgatu w postaci płynnej zawiesiny do kilku godzin i jej dalszy transport rurociągami.

W szybie wykorzystano istniejący rurociąg o średnicy 250 mm do poziomu 360 m, to jest aktualnie najwyższego poziomu wentylacyjnego (rys.6.6.). Na podszybiu znajduje się manometr do pomiaru ciśnienia oraz manometr kontaktowy do wyłączania pompy na powierzchni w momencie przekroczenia ustalonego ciśnienia. Na poziomie 360 m są ułożone rurociągi \varnothing 100 mm i długości 1200 m licząc od szybu oraz średnicy 150 mm i długości 2300 m.

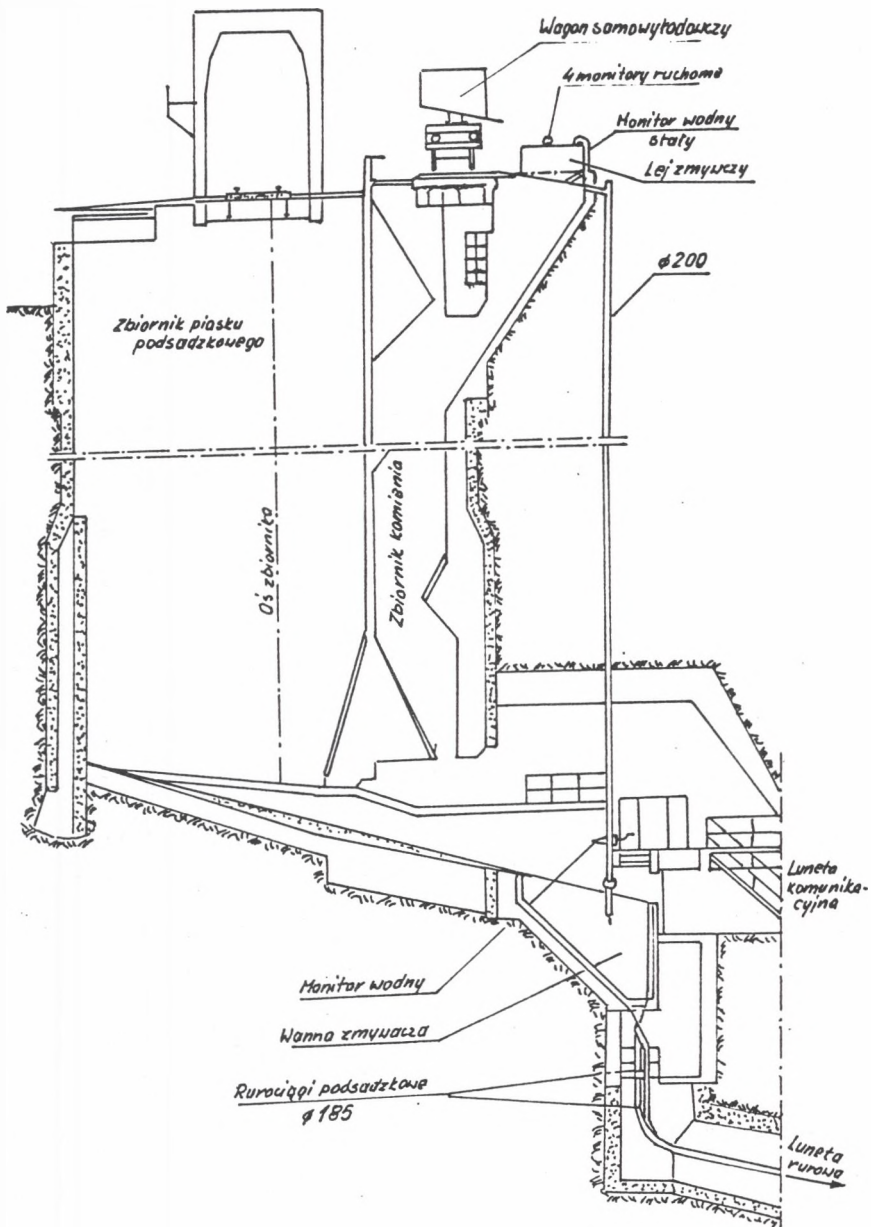
W Kopalni Bobrek przeprowadzone próby podawania pyłów dymnicowych do istniejącej sieci rurociągu podsadzkowego przy wykorzystaniu istniejących urządzeń podsadzkowych przy szybie "Zbigniew" nie powiodły się. W związku z powyższym wykonano specjalną instalację podsadzkową wraz z urządzeniami towarzyszącymi, służącą do rozładowywania pyłu dymnicowego z wagonów, mieszania go z wodą oraz podawania na wanny zmywcze istniejących urządzeń podsadzkowych i do rurociągu podsadzkowego. Schemat urządzeń podających pył do rurociągu podsadzkowego przedstawiono na rysunku 6.7.

Ze względu na brak stacji wytwarzania emulgatu wodno-pyłowego w Elektrowniach Miechowice i Szombierki, z których pyły są lokowane w KWK Bobrek, transport pyłów dymnicowych do



Rys. 6.6. Schemat instalacji podszadzenia popiołami elektrownianymi w KWK Brzeszcze

Fig. 6.6. Schematic diagram of the backfilling installation with dusts from the electric power station at the "Brzeszcze" Coal Mine



Rys.6.7. Sposób podawania pyłów dymnicowych do istniejącej sieci rurociągu podsadzkiowego w KWK Bobrek

Fig.6.7. Method of feeding smoke-box dusts into the existing network of the backfilling pipeline at the "Bobrek" Coal Mine

kopalni odbywa się taborem kolejowym w wagonach samowyladowczych typu WS - 65 o pojemności 25 m³ lub WS - 71 o pojemności 36 m³. Dla zabezpieczenia przed pyleniem w czasie transportu wierzchnia warstwa pyłu w wagonie jest silnie zraszana wodą po załadunku w elektrowni. Mieszanina wodno-pyłowa doprowadzana jest rurociągiem podsadzkiowym do wyrobisk górniczych z wydajnością około 200 m³/h.

Również w KWK Miechowice wyrobiska górnicze podsadzane są pyłami dymnicowymi. Pyły te przewożone są z Elektrowni Miechowice cysternami, rozładowywane pneumatycznie pod szybem i spłukiwane przy użyciu monitorów do istniejącej instalacji podsadzki hydraulicznej. Szczegółowym rozwiązaniem, podlegającym ochronie patentowej jest sposób uszczelniania podsadzanych wyrobisk.

Pewną modyfikacją opisanych wyżej technologii lokowania odpadów w wyrobiskach górniczych z wykorzystaniem hydrotransportu jest technologia podsadzania mieszaniną pyłów elektrownianych i odpadów flotacyjnych. Została ona wdrożona w Kopalni Jastrzębie. Polega ona na sporządzaniu mieszaniny wody, pyłów elektrownianych i odpadów flotacyjnych. Układ technologiczny obejmuje następujące urządzenia: zbiornik do magazynowania pyłów, zbiornik odpadów flotacyjnych, zbiornik środków przyspieszających tężenie oraz mieszalnik, z którego produkt podawany jest rurociągiem do miejsca podsadzania. Mieszaninę podsadzkiową sporządza się w następujący sposób: odpady flotacyjne ze zbiornika podaje się pompą do mieszalnika, do które-

go równocześnie podawany jest pył dymnicowy i w miarę potrzeb cement jako środek przyspieszający tężenie.

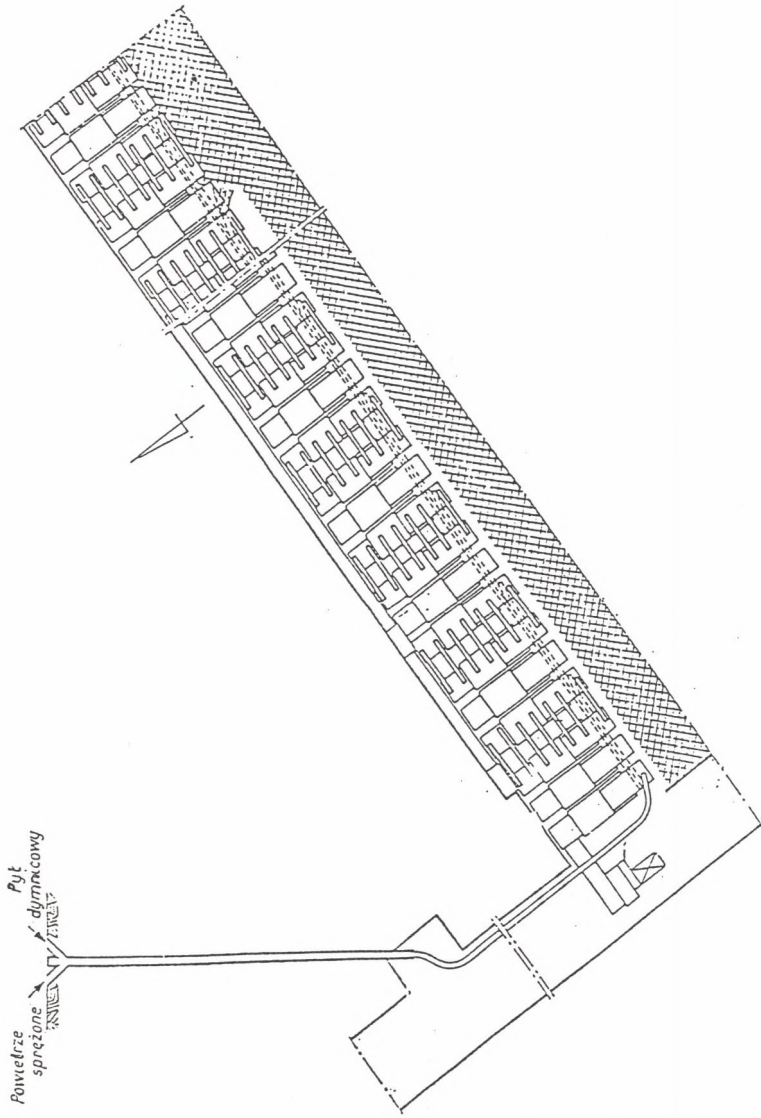
Opisane powyżej przykłady technologii sporządzania mieszaniny podsadzkowej warunkowane są możliwościami elektrowni i kopalni stosującej odpady. Każdy z wymienionych sposobów posiada swoje wady i zalety. Każdy z nich jest jednak skuteczny i sprawdzony w praktyce górniczej.

6.3. PNEUMOTRANSPORT ODPADÓW W KOPALNIACH

Przykładem takiego rozwiązania transportu odpadów jest system eksploatowany w Kopalni Bolesław Śmiały. Rozwiązanie to przedstawiono na rysunku 6.8 [10, 11].

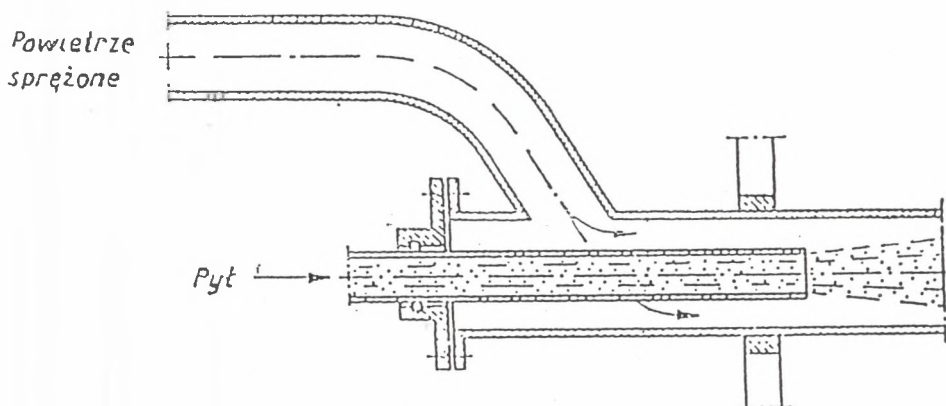
W opisanym rozwiązaniu systemu transportu pył elektrowniany (z Elektrowni "Łaziska") dowożony jest na teren kopalni w cementowozach o pojemności 13 ton. Akumulator pyłu w systemie stanowią dwa silosy o pojemności 21 m³ każdy i jeden cementowóz. Pył zrzucany jest z cementowozu do rurociągu zasilanego dodatkowo powietrzem sprężonym. Powietrze może być też dodawane do rurociągu na dole kopalni według rozwiązania jak na rysunku 6.9. Zasada polega na tym, że do strugi powietrza sprężonego płynącego rurociągiem wtryskuje się osiowo zagęszczoną strugę pyłowo-powietrzną.

Ten sposób transportu i podawania pyłów dymnicowych bezpośrednio do wyrobisk górniczych jest mało pracochłonny i nie powoduje wtórnego zapylenia atmosfery. Przy transporcie pneumatycznym pyłu bezpośrednio do miejsca podsadzania, w celu



Rys.6.8. Pneumotransport popiołów dymnicowych w KWK Bolesław Smiały

Fig.6.8. Pneumatic transport of smoke-box dusts at the "Bolesław Smiały" Coal Mine



Rys.6.9. Urządzenie wspomagające transport pneumatyczny popiołu dymnicowego

Fig.6.9. Pneumatic transport assisting system of smoke-box dust

skutecznego zwalczania zapylenia w strudze rozprężającego się powietrza nieodzowne jest podawanie wody zraszającej wcześniej, to jest do wnętrza rurociągu z pyłem. Rurociągi stalowe w miejscu podawania wody za pomocą specjalnych monitorów zarastają przylepiającym się pyłem i tworzą tak zwane korki. Przeciwdziałając temu stosuje się, od miejsca podawania wody aż do wylotu wilgotnej mieszaniny pyłowo-powietrznej w miejscu podsadzania, rury gumowe zamiast stalowych. Mają one bowiem elastyczne ścianki powodujące odrywanie się ewentualnych narośli pyłu i porywanie ich przez płynącą rurociągiem strugę powietrzno-pyłowo-wodną.

Jak wykazała praktyka, wydajność zastosowanych instalacji wynosiła 30 t/h. Urządzenia na powierzchni obsługiwał jeden pracownik, a w ścianie do podsadzania wystarczyło zatrudnienie dwóch pracowników.

Zapotrzebowanie na powietrze sprężone wynosiło 1200 m³/h przy ciśnieniu zasilania 0.22 MPa. Ilość powietrza sprężonego zużyta na wykonanie 1 m³ podsadzki wynosiła 30 - 50 m³, co stanowi około 15% zużycia notowanego w stosowanej dotychczas technologii podsadzania ścian kamieniem przy użyciu podsadzarek. Również w USA przeprowadzane były w latach 60 badania w tym zakresie [2, 25, 28]. Polegały one na zastosowaniu specjalnych samochodów z pojemnikami oraz urządzeniami pneumatycznymi do wtłaczania popiołu otworami wiertniczymi z powierzchni ziemi do podziemnych wyrobisk górniczych [12].

6.4. TRANSPORT MIESZANY ODPADÓW W KOPALNIACH

Ten system transportu jest pewną propozycją wykorzystującą zalety systemów pneumatycznego tradycyjnego z transportem środkami konwencjonalnymi (patrz rozdz.6.1.) i hydrotransportu skały płonnej. Te dwa sposoby są najczęściej stosowane przy wybieraniu pokładów stromych i słabo nachylonych. Cechą charakterystyczną podsadzania hydraulicznego jest możliwość dostarczania znacznych ilości materiału podsadzki, dochodzących od 200 do 400 m³/h, do najbardziej oddalonych przodków kopalni przy zastosowaniu rurociągów o średnicy \varnothing 175 do \varnothing 200 mm. Jednocześnie rurociąg podsadzki układa się w wyrobiskach czynnych bez zakłóceń istniejącej komunikacji. Wadą

podszadzania hydraulicznego jest zawodnienie przodku. Ponadto znaczna drobnoziarnista część materiału podszadzowego zanieczyszcza chodniki i stwarza trudne warunki pracy transportu podziemnego.

Przy podszadzaniu pneumatycznym dostawa materiału podszadzowego do wyrobiska w przodku odbywa się na ogół transportem szynowym lub przenośnikowym. Następnie za pomocą podszadzarki pneumatycznej doprowadza się materiał do poeksploatacyjnej przestrzeni przodku. Ta dostawa dużej ilości materiału podszadzowego transportem szynowym lub przenośnikowym wyrobiskami na poziomie wentylacyjnym komplikuje w znacznym stopniu prowadzenie robót podszadzowych i zwiększa ich koszty.

Stwierdzono, że pracochłonność związana z transportem materiału podszadzowego z powierzchni kopalni do podszadzki pneumatycznej sięga 40 - 50% całkowitej pracochłonności robót podszadzowych.

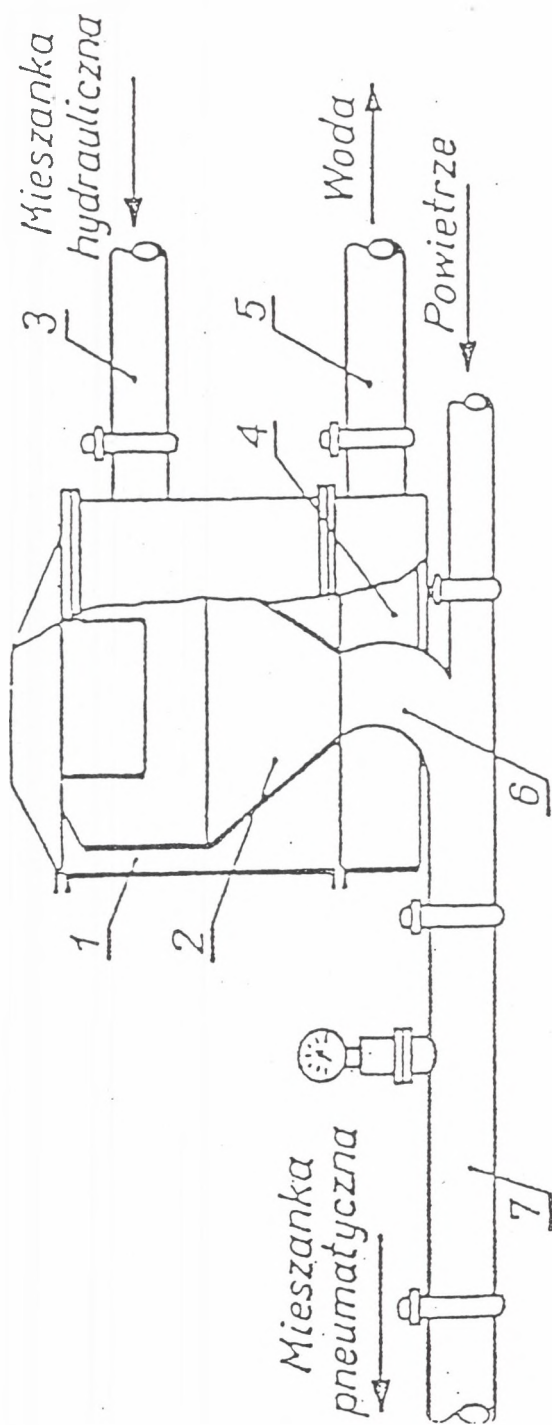
Reasumując powyższe, stwierdzić można, że w technologii hydraulicznego podszadzania najbardziej efektywnym elementem jest transport materiału podszadzowego. Jednakże technologia podszadzania pneumatycznego zapewnia osiągnięcie wysokich wskaźników techniczno-ekonomicznych w całym przodku jako jednostce wybierania, ponieważ pozwala na równoczesne prowadzenie robót wybierkowych i podszadzowych oraz zapewnia dodatkowe przewietrzanie przodku wybierkowego.

Dlatego też, jeśli dla dostawy materiału podszadzowego z powierzchni kopalni do wyrobisk przodkowych zastosowany będzie transport hydrauliczny i połączony on zostanie z transportem

pneumatycznym odwodnionego materiału podsadzkowego, to uzyskana technologia kombinowana podsadzania hydrauliczno-pneumatycznego może okazać się bardzo efektywna [41].

W celu realizacji technologii kombinowanej w Instytucie Górnictwa im. A. Skoczyńskiego opracowano agregat do hydro-pneumatycznego podsadzania, przeznaczony do odwadniania hydraulicznie transportowanej mieszaniny podsadzkowej, następnie transportowania jej podsadzkowym rurociągiem pneumatycznym i odprowadzania zużytej wody rurociągiem odwadniającym z wykorzystaniem ciśnienia utworzonego w komorze aparatu [3].

Rysunek 6.10. przedstawia ideę opracowanego agregatu do podsadzania w technologii kombinowanej. Agregat do podsadzania hydropneumatycznego ma kształt szczelnej komory cylindrycznej 1, wewnątrz której znajduje się krata stożkowa 2. Na kratę tę króćcem wlotowym 3, umieszczonym stycznie do tej powierzchni wpływa strumień mieszaniny podsadzkowej. Woda z tej mieszaniny zostaje odsączona na kracie stożkowej i odprowadzona rurociągiem 5. Odsączony materiał podsadzkowy natomiast zsuwa się po stożkowych ścianach kraty w gardziel 6 urządzenia, gdzie jest tłoczony powietrzem sprężonym do rurociągu 7. Odwodniony materiał podsadzkowy może być transportowany za pomocą powietrza sprężonego na odległość 10 - 50 m. Odległość ta zależy od ciśnienia utworzonego w komorze aparatu do hydropneumopodsadzania, które niezbędne jest do odprowadzenia wody. Stopień odwodnienia materiału reguluje się za pomocą zaworu umieszczonego w wodnym rurociągu odpływowym. Opisane agregaty znalazły zastosowanie w kopalniach radzieckich.



Rys. 6.10. Schemat agregatu do hydropneumatycznego podsadzania wyrobisk
 1-komora cylindryczna, 2-krata stożkowa, 3-rurociąg doprowadzający mieszaninę, 4-komora odprowadzania wody, 5-rurociąg odprowadzający wodę, 6-gardziel leja stożkowego, 7-rurociąg odprowadzający mieszaninę pneumatyczną

Fig. 6.10. Schematic diagram for hydro-pneumatic backfilling of excavations
 1 - cylindrical chamber; 2 - cone grid; 3 - mixture introducing pipeline; 4 - water draining chamber; 5 - water draining pipeline; 6 - throat of conical funnel; 7 - draining pipeline for the pneumatic mixture

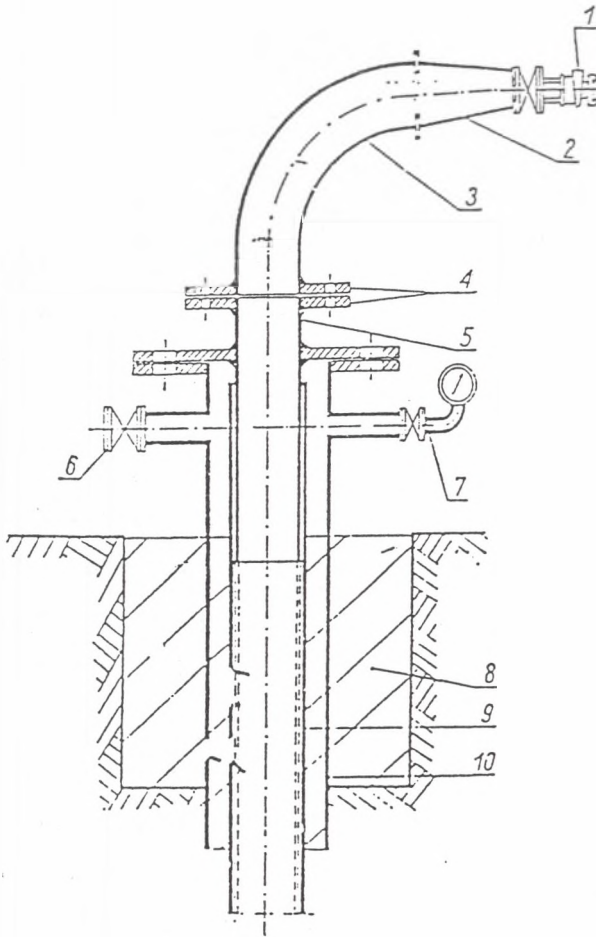
6.5. TRANSPORT GRAWITACYJNY ODPADÓW W KOPALNIACH

Metoda podawania popiołów z niewielką ilością wody do podziemnych pustek wykorzystana była w projektach Przedsiębiorstwa Geologicznego w Krakowie [27].

Szkic ujęcia rur wiertniczych przedstawiono na rys.6.11. Pyły dymnicowe podawano do wyrobisk z kontenerów o pojemności 8 ton. Po przyjeździe na plac kontener łączono z głowicą przewodem elastycznym o średnicy \varnothing 75 mm. Następnie otwierano kurki przelotowe w kontenerze i głowicy oraz uruchamiano dmuchawę. Ciśnienie nadmuchu wynosiło od 0.5 do 4.5 at. Po wtłoczeniu popiołu do otworu zdejmowano głowicę roboczą i powtórnie przewiercano podsadzone miejsce celem sprawdzenia skuteczności podsadzania. Ogółem wtłoczono w omówionym przypadku około 1200 m³ popiołów. Opisana metoda wykorzystana głównie do gaszenia pożarów pokładu stosowana być może do wypełniania pustek celem lokowania odpadów.

6.6. UWAGI KOŃCOWE O ISTNIEJĄCYCH SYSTEMACH TRANSPORTU ODPADÓW

Opisane powyżej przykłady rozwiązań systemów transportu odpadów lokowanych w kopalniach głębinowych posiadają określone wady jak i zalety. Nowo projektowane i instalowane systemy transportu odpadów powinny być dostosowane do indywidualnych wymagań funkcjonowania i uwzględniać szereg istotnych czynników warunkujących sposoby rozwiązania.



Rys.6.11. Szkic ujęcia rur wiertniczych do grawitacyjnego transportu odpadów w kopalniach, 1-zawór, 2-prostka, 3-kolanko przewodu doprowadzającego mieszankę, 4-króćce łączeniowe, 5-łącznik, 6-zawór kontrolny, 7-ciśnieniomierz, 8-fundament mocujący, 9-rura wiertnicza, 10-króciec

Fig.6.11. Draft of drill pipe intake for the gravatational transport of waste materials of the mines 1 - valve; 2 - straight connection pipe; 3 - elbow of mixture feeding conduit; 4 - connection pipes; 5 - connector; 6 - inspection valve; 7 - pressure gauge; 8 - fixing foundation; 9 - drilling pipe; 10 - connector pipe

Do jednego z podstawowych czynników zaliczyć należy rodzaj transportowanych odpadów. Przy transporcie skały płonnej, żużli, żwirów itp. odpadów najkorzystniejsze wydaje się rozwiązanie transportu z konwencjonalnymi środkami. Przy projektowaniu powinno się rozwiązywać system transportu w sposób zapewniający powrót do zrobów odpadów eksploatacyjnych (jako efekt wzbogacania węgla) po jak najkrótszym czasie. W takich rozwiązaniach stosunkowo niewielkie wydają się być nakłady inwestycyjne na instalowane systemy.

W przypadku transportu popiołów, pyłów elektrownianych ze względu na ich duże rozdrobnienie, a tym samym na ich lotne własności transport i rozładowywanie powinno się odbywać w zbiornikach i miejscach zamkniętych. Przy obecnie instalowanych są to trzy racjonalne środki transportu: rurociągi, autocysterny, cysternowagony.

Osobnym zagadnieniem jest granulowanie pyłu środkami chemicznymi, co umożliwia wykorzystanie konwencjonalnych środków transportu.

W systemach transportujących ten rodzaj odpadów istotnymi elementami, które należy uwzględnić przy projektowaniu, jest odległość elektrowni, z której transportowane są pyły do kopalni. W przypadku odległości niewielkich można pył przesyłać rurociągami jako mieszaninę wody i pyłu. Takie połączenie elektrowni z kopalnią wymaga dużej sprawności organizacyjnej obu współpracujących jednostek. Istotne jest też, która z jednostek wyposażona jest w urządzenia wytwarzające emulgat.

W przypadku gdy urządzenia wytwarzające emulgat znajdują się w elektrowni, sprawy organizacyjne są szczególnie istotne.

W przypadku gdy urządzenia wytwarzające emulgat znajdują się w kopalni, pewnym problemem jest transport (pylenie przy otwartych wagonach, zamrażanie zimą w przypadku zraszania).

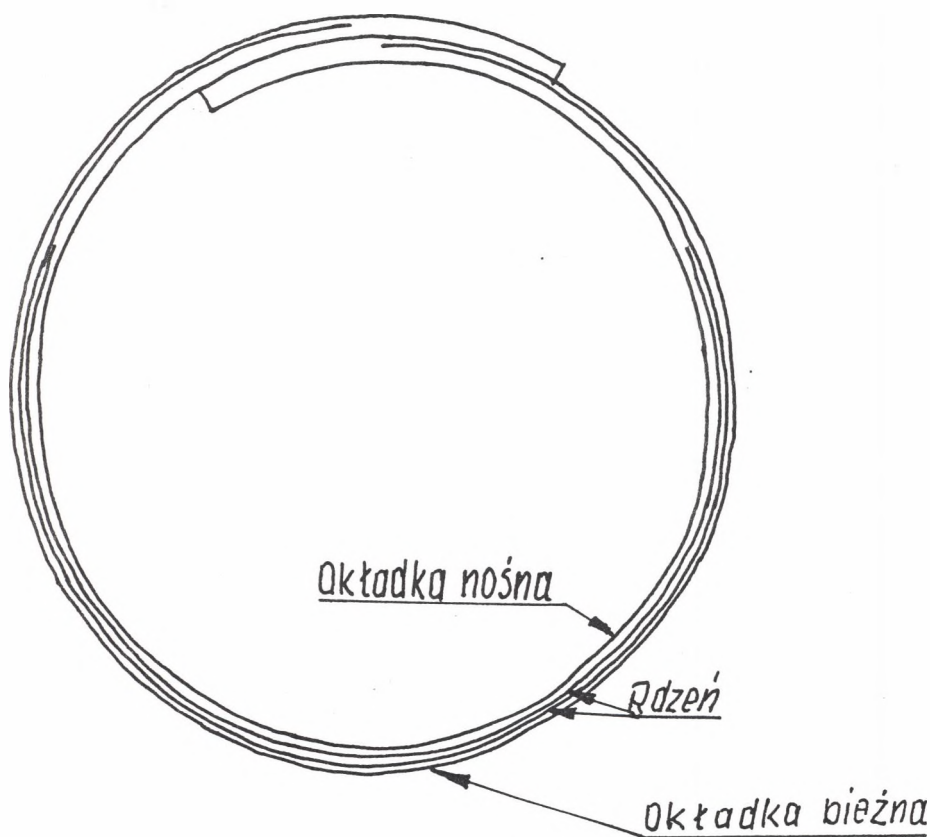
Lokowanie na sucho stanowi pewne zagrożenie dla załogi i wymaga określonej organizacji prac dołowych. Lokowanie odpadów na mokro w wyniku stosowania emulgatu powoduje przybór wód dołowych.

Wydaje się, że lokowanie odpadów przy użyciu otworów wierconych bezpośrednio do zrobów ma pewne ograniczone zastosowanie ze względu na ograniczenie lub wręcz uniemożliwienie monitorowania wypełnienia zrobów.

6.7. KONCEPCJE PRAC W ZAKRESIE TRANSPORTU ODPADÓW W KOPALNIACH GŁĘBINOWYCH

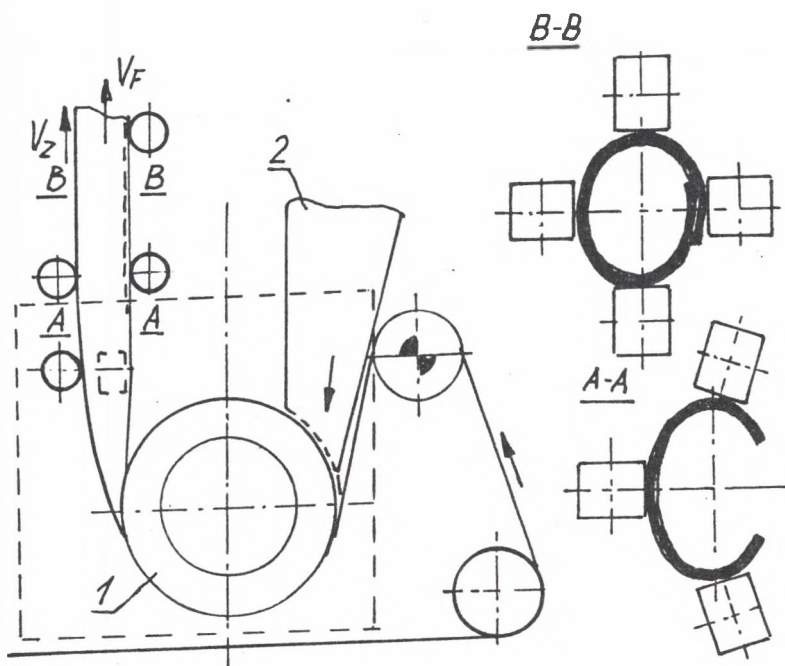
Dotychczasowe doświadczenia wynikające ze stosowania lokowania odpadów w kopalniach głębinowych wskazują, że prace w zakresie transportu powinny być skierowane na opracowanie zmodernizowanych środków transportu pozwalających na transport pyłów elektrownianych na znaczne odległości przy wyizolowaniu wpływu tego pyłu na środowisko. Konieczne więc jest opracowanie specjalistycznych cysternowagonów i odpowiedniej dla tych rozwiązań technologii wyładunku. W przypadku mniejszych odległości elektrowni od kopalni wydaje się ważne podjęcie prac nad przenośnikiem rurowo-taśmowym. Przenośniki w

tym rozwiązaniu umożliwiając transport nosiwa lotnego izolując wpływ tego nosiwa na środowisko i środowiska na nosiwo. Pozwalają na instalację pod znacznymi kątami nachylenia i złożonej konstrukcji. System taki opracowano po raz pierwszy w Japonii pod koniec lat 70. Pierwsze trzy instalacje przemysłowe powstały w 1979 roku. Począwszy od lat 80 idea ta zyskuje coraz większe uznanie oraz ulega dalszemu rozwojowi, udoskonaleniom i modyfikacjom. Obecnie ilość instalacji ocenić można na kilkaset.

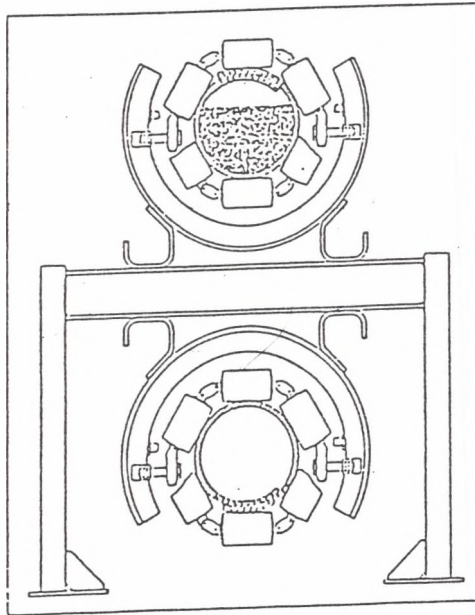
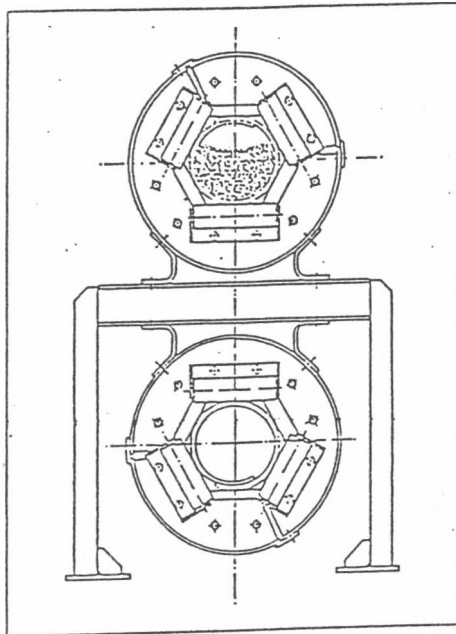


Rys.6.12. Przekrój poprzeczny zamkniętej taśmy przenośnika
Fig.6.12. Cross-section of closed conveyor belt

Na rysunku 6.12. przedstawiono przekrój poprzeczny zamkniętej taśmy przenośnika, a na rysunku 6.13. stację nadawczo-profilową wraz z mechanizmem zamykania taśmy. Jednym z najbardziej znaczących producentów jest firma KOCH z Austrii, która oferuje cały typoszereg instalacji. Na rysunku 6.14. przedstawiono widok przekroju przenośnika proponowanego przez firmę VSR w systemie PWH/Conti. W kraju nie instalowano jeszcze tego typu przenośnika. Z ewentualnym zastosowaniem przenośnika związane jest zagadnienie rozładunku, które wymaga rozwiązania.



Rys.6.13. Stacja załadowcza przenośnika z taśmą rurową
 Fig.6.13. Loading station of conveyor with tube belt



Rys.6.14. Przekrój przenośnika z taśmą o przekroju zamkniętym
 Fig.6.14. Cross-section of conveyor with belt of closed section

Innym zagadnieniem, mającym istotne znaczenie dla środków transportu, jest technologia uzyskiwania pyłów - granulowanie środkami chemicznymi do postaci, nie sprawiającej kłopotów z transportem na powierzchni kopalni, jak i w jej podziemiach przy użyciu konwencjonalnych środków transportu.

7. NOWE TECHNOLOGIE I NOWE MASZYNY DO LOKOWANIA KAMIENIA W WYROBISKACH KOPALŃ PODZIEMNYCH

7.1. NOWE TECHNOLOGIE LOKOWANIA KAMIENIA

Dotychczas stosowane technologie lokowania odpadów stałych są dalece niewystarczające z punktu widzenia potrzeb. Ilości skały płonnej wydobywanej na powierzchnię kopalń wielokrotnie przewyższają możliwości lokowania tych odpadów w podziemiach kopalń według aktualnych technologii i kamień najczęściej jest składowany na hałdach, ciągle powiększając ich objętość i zajmowaną przez nie powierzchnię. Ze względu na ograniczony zakres stosowanych metod lokowania i warunków, w jakich te można zastosować, globalne możliwości lokowania kamienia w skali całego górnictwa węglowego nie są w stanie zaspokoić nawet części najpilniejszych potrzeb. Stosowane obecnie technologie uznać należy za nie rokujące nadziei nawet na zbilansowanie ilości wydobywanego i lokowanego kamienia w ciągu najbliższych lat, pomijając już sprawę celu strategicznego, jakim powinna być stopniowa likwidacja hałd.

Istnieje zatem pilna konieczność rozszerzenia dotychczasowych oraz wprowadzenia nowych technologii lokowania odpadów stałych, a zwłaszcza kamienia w podziemiach kopalń. Technologie te powinny pozwolić przede wszystkim na radykalne zwiększenie globalnych ilości lokowanej skały, przy jak najmniejszych kosztach, co wiąże się z uzyskaniem dużej wydajności lokowania.

Mając na uwadze powyższe wymagania oraz wnioski wynikające z bilansu pustych przestrzeni wytwarzanych corocznie w podziemiach kopalni, uwagę należy zwrócić na następujące możliwości lokowania:

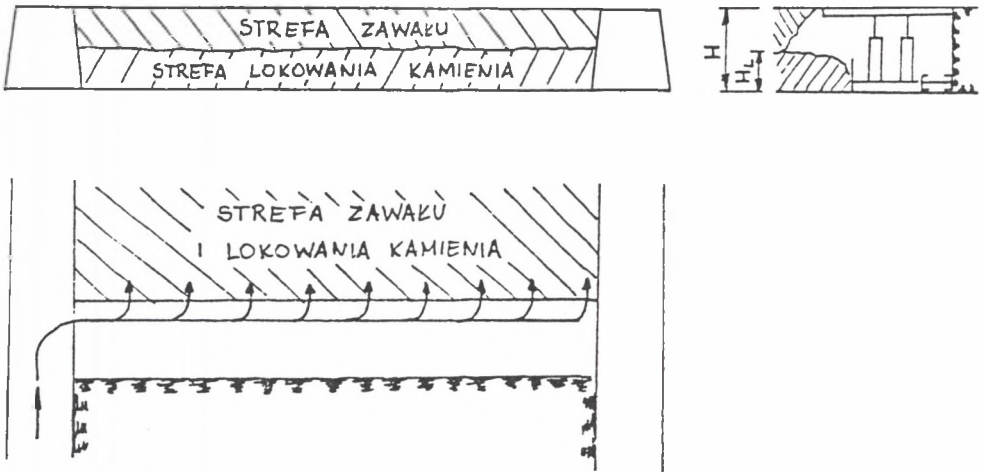
- 1) technologie lokowania w wyrobiskach ścianowych
 - a) ściany podsadzane na całej długości, na pełną wysokość,
 - b) ściany zawałowe podsadzane na całej długości do określonej wysokości,
 - c) ściany zawałowe podsadzane na części długości na pełną wysokość,
- 2) technologie lokowania w chodnikach likwidowanych wraz z postępem ściany,
- 3) technologie lokowania w systemach krótkofrontowych.

Pierwsza grupa technologii lokowania dotycząca wyrobisk ścianowych jest najistotniejsza ze względu na dominującą wielkość pustych przestrzeni wytwarzanych przez te wyrobiska. Obecnie niewielka część (1,5%) wyrobisk ścianowych prowadzona jest z podsadzką suchą pozwalającą na lokowanie odpowiednio przygotowanego (granulacja) kamienia. Wykorzystuje się głów-

nie podsadzkę dmuchaną (o ograniczonej wydajności), przy czym zazwyczaj zasadniczym motywem jej stosowania jest konieczność ochrony powierzchni lub warstw zalegających ponad stropem, a nie lokowania kamienia. W tej grupie ścian, gdzie o podsadzaniu wyrobisk decydują inne względy niż lokowanie kamienia, należy stosować dotychczasową technologię lub technologię kombinowaną, polegającą na wstępnym wypełnieniu części wyrobiska innymi metodami wysoko wydajnymi (w których nie ma konieczności granulowania materiału podsadzkowego), pozostawiając do wypełnienia podsadzką dmuchaną tylko warstwę przystropową.

Dominująca wyraźnie w polskim górnictwie węglowym (84%) grupa ścian prowadzona jest z zawałem stropu. Ze względu na olbrzymią kubaturę pustych przestrzeni (140 mln m³) traconych po zawale bezpowrotnie ta grupa ścian tworzy potencjalne możliwości zastosowania nowych technologii umożliwiających lokowanie kamienia na niespotykaną dotychczas skalę.

Lokowanie skały płonnej w wyrobiskach zawałowych może być prowadzone na dwa sposoby. Pierwszy z nich polega na lokowaniu kamienia poza obudową ścianową na całej długości ściany do określonej wysokości (rys.7.1). Wysokość strefy lokowania H_L zależna będzie od wysokości ściany, postępu ściany, zastosowanej techniki lokowania, wydajności ciągu transportującego skałę i urządzeń lokujących, a jej szacunkowa wartość zawiera się w przedziale $H_L = (0.3-0.6)H$. Pomimo pozornie niedużej wysokości lokowania stwarza to możliwości ulokowania w ścianie

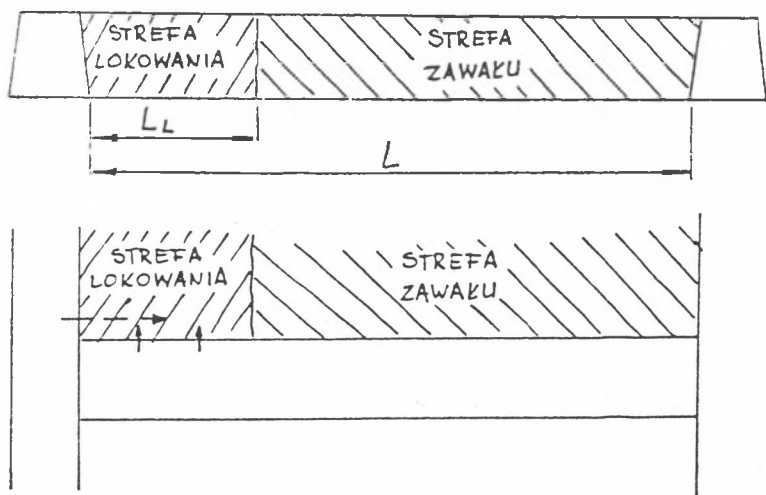


Rys.7.1. Lokowanie skały płonnej na całej długości ściany do określonej wysokości H_L

Fig.7.1. Location of waste rock on the entire length of the longwall face up to a definite height H_L

o wysokości 2.5 m, długości 200 m i wybiegu 1 km ponad 200 tys. m^3 materiału.

Sposób drugi polega na lokowaniu kamienia na części długości ściany na pełną wysokość (rys.7.2). Długość strefy lokowania będzie zależeć od techniki lokowania i zasięgu stosowanych maszyn. Technologia ta będzie wykorzystywać wyrzutniki i maszyny miotające o mniejszym zasięgu umieszczone za obudową ścianową bądź też urządzenia lokujące usytuowane w chodniku u wylotu ściany. Długość strefy lokowania L_L może wynosić od kilkunastu do kilkudziesięciu metrów.



Rys.7.2. Lokowanie skały pónnej na części długości ściany L_L na pełną wysokość

Fig.7.2. Location of waste rock on a part of the longwall face length L_L up to the full height

Wprowadzenie do ścian zawałowych technologii lokowania skały pónnej niesie ze sobą również szereg problemów związanych głównie z:

- synchronizacją urabiania węgla w ścianie i lokowania kamienia poza obudową (przede wszystkim synchronizacja wydajności maszyn lokujących umożliwiająca w miarę równomierne lokowanie materiału na długości ściany oraz synchronizacja czynności przy przesuwaniu sekcji obudowy, o którym decyduje urabianie a nie lokowanie),

- zmianą konstrukcji obudowy ścianowej, która powinna być wyposażona w dodatkową tylną stropnicę, pod którą umieszczone zostaną maszyny transportowe i lokujące (z możliwością regulacji ich położenia przy przesuwaniu sekcji) oraz osłoną mocowaną do spągnicy obudowy lub przemieszczaną względem niej,
- prowadzeniem stropu w ścianie zawałowej podsadzanej częściowo o zwiększonej ze względu na stropnicę tylnią obudowy rozpiętości stropu.

Druga grupa technologii dotyczy chodników likwidowanych za ścianą. Chociaż kubatura przestrzeni traconych przy likwidacji chodników jest zdecydowanie mniejsza niż w przypadku ścian zawałowych, to jednak dalej jest to liczba znacząca. Tym bardziej iż pod względem warunków lokowania chodniki są zdecydowanie korzystniejsze. Pomimo niezbyt wielkiego przekroju poprzecznego dostęp do przestrzeni likwidowanej jest zdecydowanie łatwiejszy. Strefa lokowania jest stosunkowo niewielka i można do jej napełnienia zastosować niemal każdy typ wyrzutnika czy maszyny miotającej. Ze względu na łatwość umieszczenia tych maszyn w pobliżu strefy lokowania i możliwość wycofania z tej strefy likwidacja chodników może być dobrym poligonem doświadczalnym dla prób z nowymi typami wyrzutników. Ponadto nowe techniki lokowania kamienia można w likwidowanych wyrobiskach korytarzowych wypróbować i wprowadzać łatwiej i szybciej niż w wyrobiskach ścianowych.

Grupa trzecia technologii lokowania dotycząca systemów krótkofrontowych jest grupą technologii przyszłościowych. Wydaje się, iż po zastosowaniu technologii lokowania w ścianach zawałowych i chodnikach uzyskane doświadczenia powinny doprowadzić do zaprojektowania systemu wybierania węgla i lokowania kamienia o optymalnej ze względu na technologię i technikę lokowania długości. Najprawdopodobniej będzie to system krótkofrontowy, podporządkowany całkowicie technologii lokowania. Przy zastosowaniu takich dwóch lub trzech krótkofrontowych systemów lokowania kopalnia powinna zbilansować ilość wydobywanego i lokowanego w niej kamienia.

Przejście od technologii lokowania stosowanych obecnie, poprzez lokowanie w ścianach zawałowych i chodnikach aż po systemy specjalnie przygotowane do potrzeb lokowania jest zadaniem niełatwym, czaso- i pracochłonnym, którego wykonanie jest jednak konieczne ze względu na ochronę (a w początkowych etapach ze względu na zatrzymanie degradacji) środowiska, w którym żyjemy. Warunkiem niezbędnym realizacji tych zadań jest zmiana sposobu podejścia do problemu lokowania odpadów traktowanego do tej pory jako uciążliwy dodatek towarzyszący wybieraniu węgla. Konieczna jest zmiana priorytetów: w tej części wyrobisk, które wyznaczone zostaną do lokowania kamienia, technologia i technika lokowania muszą decydować o pracy tych kompleksów; muszą być ważniejsze od wybierania węgla.

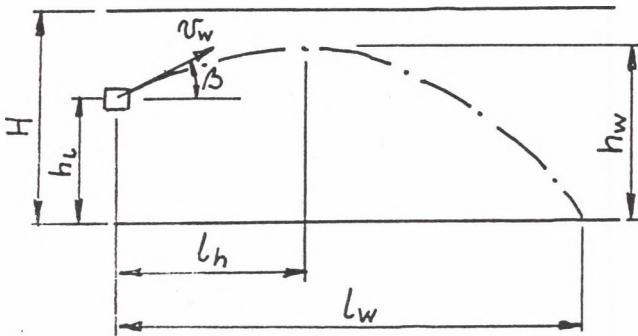
7.2. POLE MOŻLIWYCH ROZWIĄZAŃ MASZYN DO LOKOWANIA KAMIENIA W WYROBISKACH ŚCIANOWYCH I WYRZUTNIKÓW KAMIENIA

Konstrukcja i budowa maszyn do lokowania odpadów stałych i wyrzutników kamienia projektowanych dla wyrobisk ścianowych i korytarzowych musi być ściśle związana z technologią wybierania węgla i technologią lokowania kamienia w tych wyrobiskach. Zastosowanie takiej a nie innej technologii lokowania nie tylko ogranicza zastosowanie niektórych rozwiązań, ale wymusza nawet niektóre parametry techniczne maszyn lokujących. W pierwszym rzędzie należy więc określić warunki i parametry lokowania, takie jak:

- miejsce lokowania (pod, przed czy obok maszyny),
- wysokość i zasięg wyrzutu (zależny od usytuowania maszyny h_1 , kierunku wylotu β , prędkości wyrzutu v_w), przy czym w wyrobiskach podziemnych ze względu na ograniczoną przestrzeń najważniejszym parametrem nie będzie bezwzględny zasięg wyrzutu l_w , a maksymalna wysokość wyrzutu mierzona od spągu h_w oraz jej odległość od wyrzutnika l_h (rys. 7.3).

Po określeniu technologii oraz warunków lokowania można sprecyzować wymagania stawiane wyrzutnikom i maszynom lokującym, a dotyczące przede wszystkim następujących parametrów:

- wydajności, zsynchronizowanej z wydajnością dostawy, wymaganą wydajnością lokowania i wydajnością wybierania;
- rodzaju materiału lokowanego i jego granulacji;
- wysokości i zasięgu wyrzutu oraz możliwości zmiany i regulacji tych parametrów;



Rys.7.3. Wysokość i zasięg wyrzutu

Fig.7.3. Height and range of the ejection

- mobilności wyrzutnika (możliwości i sposobu przemieszczania się wzdłuż frontu lokowania);
- rodzaju energii zasilającej i sposobu jej doprowadzenia;
- gabarytów i masy maszyn lokujących;
- współpracy ze ścianową obudową zmechanizowaną, uwzględniającej zarówno sposób mocowania maszyny i osłonę przestrzeni roboczej, jak też - zależne od stosowanej technologii - przesuwanie sekcji obudowy ścianowej i kierowanie stropem;
- niezawodności i trwałości maszyn lokujących;
- kosztów maszyn i ich eksploatacji.

Po skonkretyzowaniu technologii i warunków lokowania oraz powyższych wymagań należy określić zasadę pracy maszyn lokujących i przystąpić do ich projektowania.

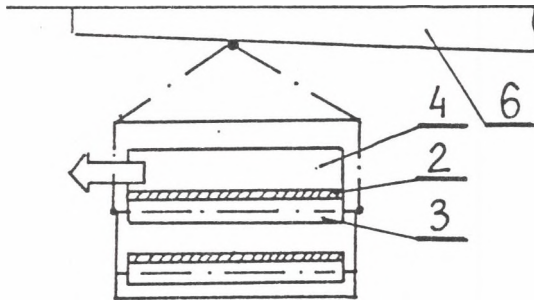
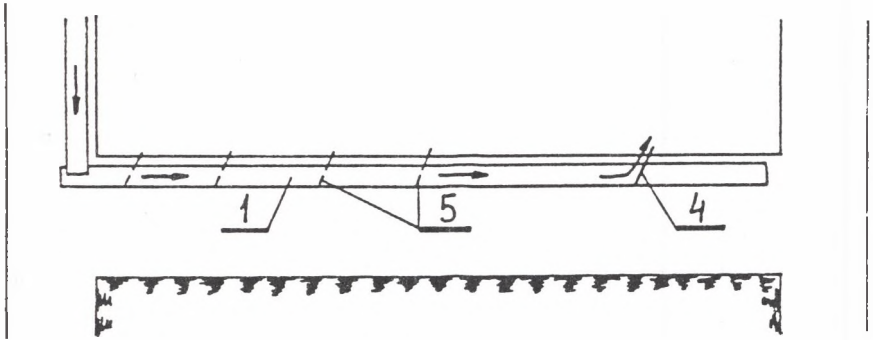
Poniżej przedstawiono koncepcje urządzeń lokujących kamień bezpośrednio na spąg w ścianach zawałowych oraz wyrzutników, które mogą być zastosowane w różnych zestawach maszyn i w różnych technologiach.

7.2.1. Koncepcje maszyn lokujących kamień bezpośrednio na spąg w wyrobiskach ścianowych

Przedstawione koncepcje maszyn lokujących kamień bezpośrednio na spąg w wyrobiskach ścianowych opierają się na założeniu uzyskania dużej wydajności lokowania, która pozwoli - przy stosowaniu technologii lokowania na całej długości ściany na określoną wysokość bądź na części długości ściany - na utrzymanie dotychczasowego lub, zbliżonego poziomu wydobycia węgla ze ściany.

1. Przenośnik taśmowy rozładowywany w dowolnym miejscu

Przenośnik taśmowy prostoliniowy 1 o długości równej długości ściany podwieszony jest pod stropnicami tylnymi 6 ścianowej obudowy zmechanizowanej (rys.7.4). Kamień przemieszczany jest wzdłuż ściany na taśmie 2 podpartej krążnikami prostymi 3. Rozładowanie kamienia następuje na zrzutniku listwowym lub wózkowym 4 przemieszczającym się po przenośniku do miejsca wymaganego lokowania, bądź też na jednym ze zrzutników stacjonarnych 5, które są opuszczane na taśmę w miejscu rozładowywania. W rozwiązaniu tym przenośnik taśmowy jest stałej długości, przy czym rozładowanie kamienia może nastąpić w dowolnym jego miejscu. Kłopotliwe jest natomiast



Rys.7.4. Lokowanie skały płonnej w wyrobisku ścianowym przy użyciu przenośnika taśmowego rozładowywanego w dowolnym miejscu

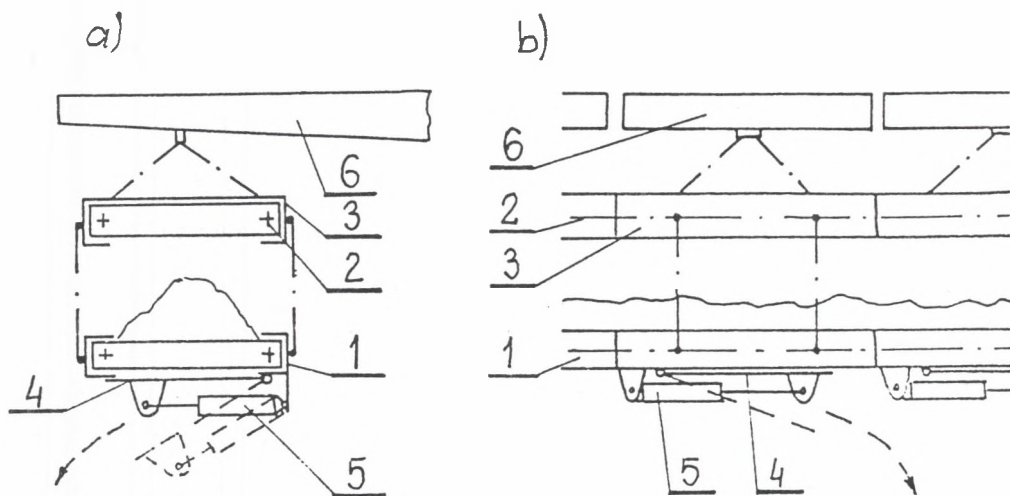
Fig.7.4. Location of waste rock in the face area using a belt conveyor, with is unloaded at its bottom end

podwieszenie przenośnika pod stropnicami obudowy ze względu na wymaganą prostoliniowość.

2. Przenośnik zgrzeblowy z odchylnymi klapami

Przenośnik zgrzeblowy podwieszony wzdłuż całej ściany pod stropnicami tylnymi 6 obudowy zmechanizowanej transportuje lokowany materiał w dolnym ciągu rynien 1. Łańcuch zgrzeb-

łowy 2 (dwupasmowy z łańcuchami środkowymi lub bocznymi) pracuje w obiegu zamkniętym i po przejściu przez zwrotnię na końcu ściany wraca górnym ciągiem rynien 3. Rozładowanie dolnej, roboczej gałęzi następuje przez otwarcie uchyłnej klapki 4, stanowiącej blachę denną rynny przenośnika. Uchylna klapka



Rys.7.5. Przenośnik zgrzeblowy z odchylonymi klapkami
 a) otwieranymi na bok, b) otwieranymi wzdłuż przenośnika

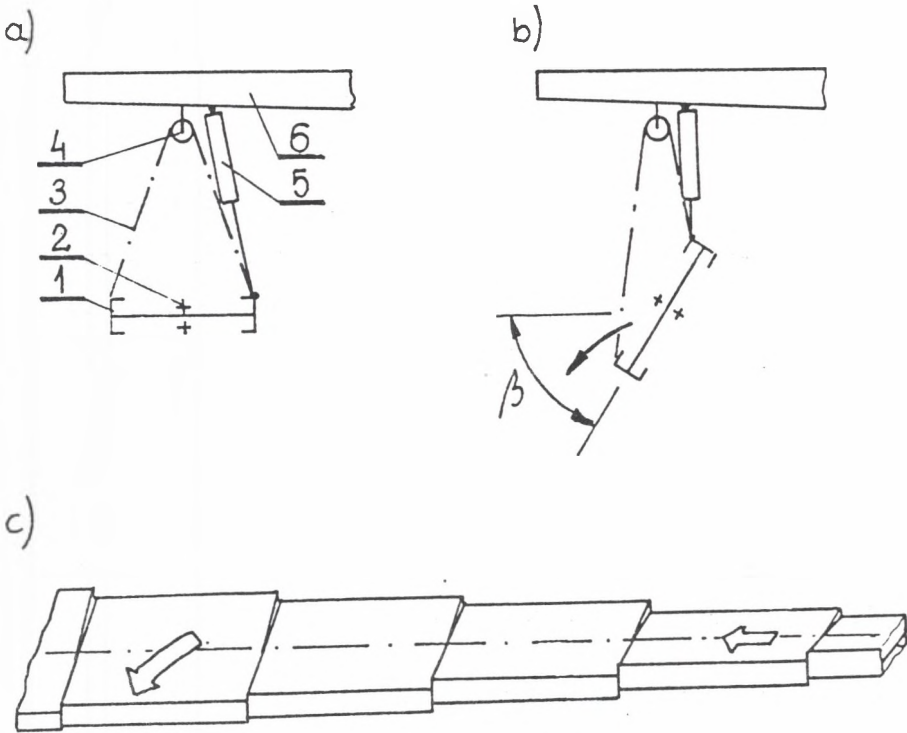
Fig.7.5. Scraper conveyor with hinged flaps
 a) side opened, b) opened along the conveyors

4 może być otwierana na bok (rys. 7.5a) poprzez obrót wokół osi równoległej do osi wzdłużnej rynny i wtedy materiał lokowany będzie po pochylni obok przenośnika bądź też może być otwierana wzdłuż przenośnika (rys.7.5b) poprzez obrót wokół osi prostopadłej do osi wzdłużnej rynny i wtedy materiał lokowany będzie pod przenośnikiem. Otwieranie i zamykanie uchył-

lnej klapy 4 realizowane jest przez siłownik 5 zasilany z układu hydraulicznego obudowy. Przenośnik zgrzeblowy ze względu na swą giętkość i mocną budowę jest łatwiejszy w zawieszeniu pod stropnicami tylnymi obudowy niż przenośnik taśmowy i również może być rozładowywany w dowolnym miejscu na całej długości ściany. Przenośnik pozwala na lokowanie kamienia, o praktycznie dowolnej granulacji, w sposób ciągły.

3. Przenośnik zgrzeblowy z bocznym rozładowaniem

Przenośnik zgrzeblowy o długości równej długości ściany, podwieszony jest pod stropnicami tylnymi 6 ścianowej obudowy zmechanizowanej. W rynnociągu 1 porusza się w obiegu zamkniętym łańcuch zgrzeblowy 2 transportujący lokowany materiał w gałęzi górnej. Rynny przenośnika są połączone w sposób umożliwiający ich wzajemne wykrzywianie. Podwieszony jest pod stropnicą 6 za pomocą odcinka liny 3 przewieszanej przez rurę 4. Dodatkowo niektóre rynny są połączone ze stropnicą przez siłownik 5 (rys. 7.6a). Przy użyciu tego siłownika zmieniać można nachylenie odcinka przenośnika do poziomu (o kąt β) poprzez przewijanie liny 3 przez rurę 4. Rozładowanie przenośnika będzie następowało na odcinkach, których kąt nachylenia do poziomu β przekroczy kąt usypowy materiału lokowanego (rys. 7.6b). Wykrzywiając względem siebie rynny przenośnika na fragmencie trasy (rys. 7.6c), można wyładowywać kamień w dowolnie wybranym rejonie lokowania. Przenośnik pozwala na lokowanie kamienia o dowolnej granulacji w sposób ciągły.



Rys.7.6. Przenośnik zgrzeblowy z bocznym rozładowaniem
 a) przekrój poprzeczny przenośnika na odcinku prostym
 b) przekrój poprzeczny przenośnika na odcinku obróconym
 c) widok przenośnika na odcinku wyładowywania materiału podładzkowego

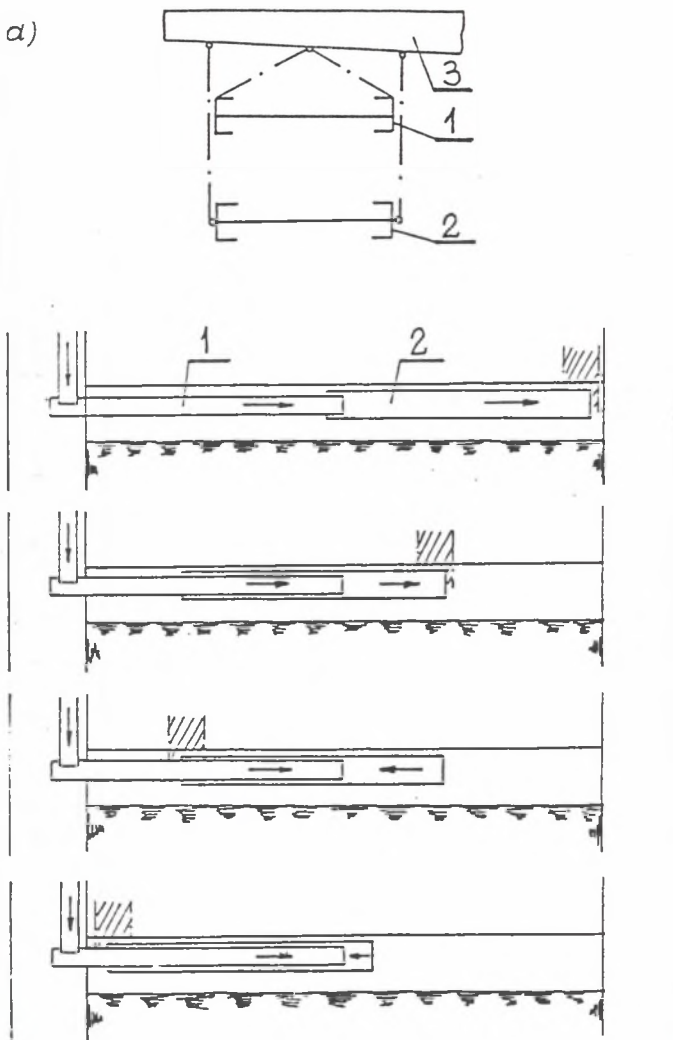
Fig.7.6. Side unloaded scraper conveyor
 a) cross-section of conveyor along a straight segment
 b) cross-section of conveyor along a reversed segment
 c) view of conveyor along the segment, on which the backfilling material is unloaded

4. Układ dwóch przenośników podwieszonych

Układ lokujący stanowią dwa przenośniki niezależnie podwieszane pod stropnicami obudowy 3. Przenośnik dostawczy 1 o długości równej połowie długości ściany (lub frontu lokowania) jest podwieszony stacjonarnie do stropnic. Przenośnik dostawczy przesypuje kamień na usytuowany pod nim przenośnik lokujący 2 (rys. 7.7a). Przenośnik lokujący, o długości równej połowie długości ściany, podwieszony jest pod stropnicami obudowy w sposób umożliwiający jego przemieszczanie wzdłuż ściany pod przenośnikiem dostawczym. Przemieszczanie przenośnika lokującego 2 o odcinek równy połowie długości ściany, wraz z wykorzystaniem możliwości rewersji jego ruchu, pozwala na lokowanie kamienia w dowolnym miejscu frontu lokowania (rys. 7.7b). Układ pozwala na lokowanie kamienia o dowolnej granulacji w sposób ciągły.

5. Podwieszane pojemniki wózkowe

Koncepcja opiera się na transporcie kamienia do ściany za pomocą kilku wózków 1 ładowanych w chodniku, a następnie przeciąganych łańcuchowym układem pociągowym 5 równocześnie do ściany (rys 7.8a). Wózki poruszają się kołami 2 po torze 3 podwieszonym do stropnicy 6. Po dojechaniu do strefy lokowania wózki są rozładowywane za pomocą klap uchylnych 4 w dnie wózka lub przez przechylenie (rys. 7.8b). Po wyładowaniu wózki są przeciągane z powrotem do chodnika w celu ponownego załadowania.

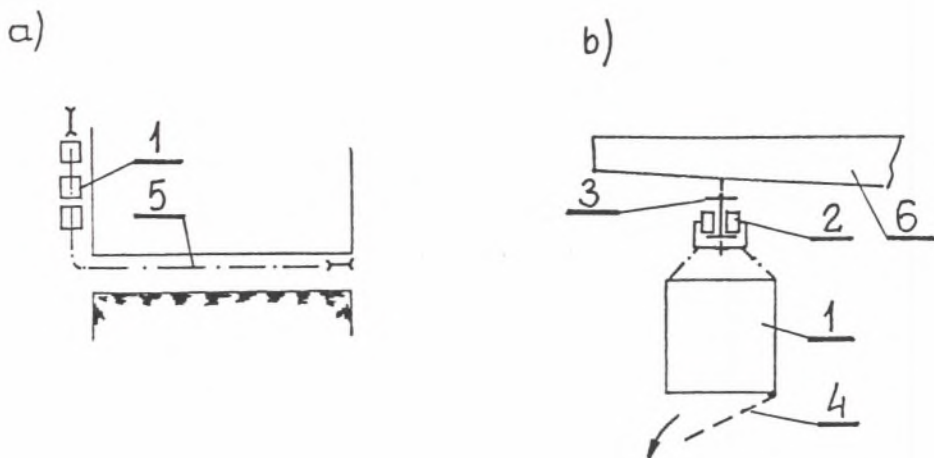


Rys.7.7. Sposób lokowania skały płonnej w górniczych wyrobiskach ścianowych przy użyciu dwóch przenośników podwieszonych

a) wzajemne usytuowanie przenośnika dostawczego i lokującego w przekroju poprzecznym b) kolejne fazy lokowania skały płonnej wzdłuż frontu lokowania w widoku z góry

Fig.7.7. Method of waste rock location in mining longwall face workings by means of two suspended conveyors

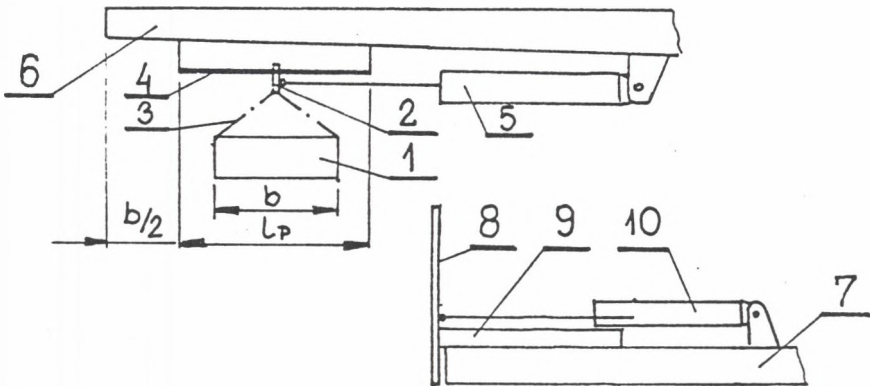
a) mutual situation of supply and locating conveyor in the cross-section b) successive phases of waste rock location along the location front in the top view



Rys. 7.8. Koncepcja transportu skały płonnej do ściany za pomocą kilku wózków ładowanych w chodniku
 a) widok z góry, b) podwieszenie wózków w przekroju poprzecznym

Fig.7.8. Idea of the transport of waste rock to the longwall face by means of some cars loaded in the gallery
 a) top view, b) suspension of cars in the cross-section

Przedstawione powyżej koncepcje pozwalają na lokowanie kamienia o dowolnej granulacji bez konieczności jego wcześniejszego kruszenia. Wydajność tych systemów może być znaczna, szczególnie wtedy gdy lokują kamień w sposób ciągły. Przy realizacji tych koncepcji należy rozwiązać sposób podwieszenia tych maszyn pod stropnicami obudowy i zabezpieczenia przestrzeni roboczej za pomocą osłony lub tamy ustawionej na spągu. Propozycję rozwiązania tego problemu przedstawiono na rys. 7.9. Maszyna lokująca 1 podwieszona jest na ogniwie 2 za



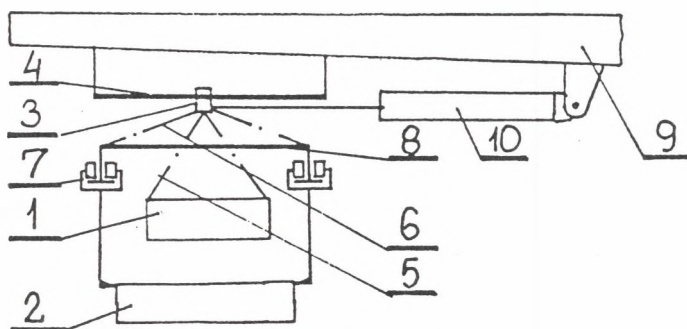
Rys.7.9. Podwieszenie stacjonarnego przenośnika lokującego pod stropnicami obudowy w przekroju poprzecznym

Fig.7.9. Suspension of the stationary locating conveyor under the canopies of the support system in the cross-section

pomocą łańcuchów 3. Ogniwo 2 umieszczone jest przesuwnie na pręcie 4 mocowanym do stropnicy 6. Przesuw ogniw 2 po pręcie 4 jest wymuszany siłownikiem 5. Siłowniki te rozmieszczone są co kilka sekcji obudowy zmechanizowanej. Długość przesuwu l_p powinna być równa krokowi sekcji (skokowi siłownika przesuwu sekcji obudowy), a minimalna odległość zawieszenia od końca stropnicy nie mniejsza od połowy szerokości maszyny lokującej. Zachowanie tych warunków pozwala na zabezpieczenie maszyny lokującej pod stropnicami obudowy i utrzymanie wymaganej (w tym prostoliniowej) trasy, niezależnie od dosuwania sekcji obudowy do przenośnika ścianowego. Obudowa zmechanizowana jest zabezpieczona przed przedostawaniem się do niej ka-

mienia przez osłonę 8 przesuwaną w prowadnicy 9 po spągnicy 7 przez siłownik 10 o skoku takim jak siłownik 5.

Sposób podwieszenia układu dwóch przenośników przedstawiono na rys.7.10. Stacjonarny przenośnik dostawczy 1 zamocowany jest do ogniwa 3 za pomocą łańcuchów 5. Do tego samego ogniwa 3 za pomocą łańcuchów 6 podwieszona jest trawersa 8 wraz z torem jezdny, po którym przemieszcza się na zbloczach 7 przenośnik lokujący 2. Ogniwo 3 umieszczone jest przesuwnie na pręcie 4 mocowanym do stropnicy 9, a przesuw wymuszany jest siłownikiem 10. Rozwiązanie to umożliwia przejazd przenośnika lokującego 2 pod przenośnikiem dostawczym 1.



Rys.7.10. Podwieszenie przenośnika stacjonarnego i toru jezdnyego dla przenośnika przejezdnyego w przekroju poprzecznym

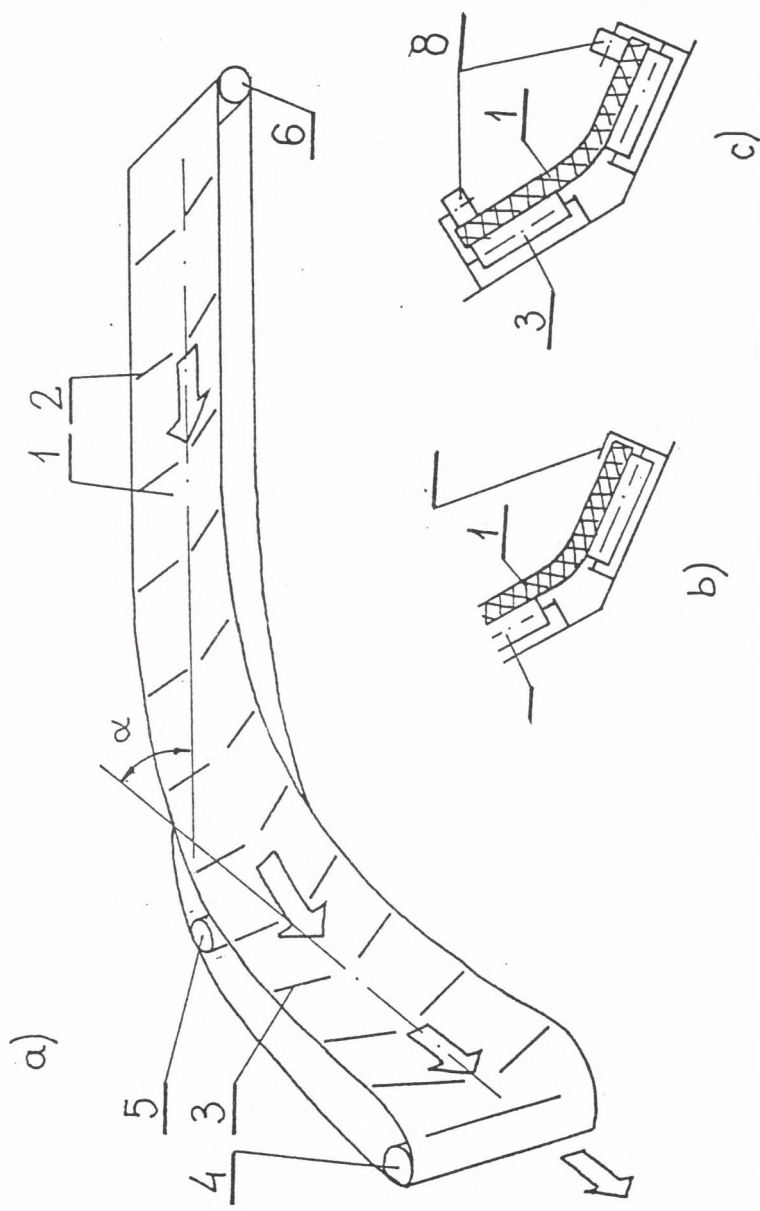
Fig.7.10. Suspension of the stationary conveyor and running track for the mobile conveyor in the cross-section

7.2.2. Koncepcje wyrzutników kamienia

Przedstawione poniżej koncepcje maszyn wyrzucających kamień do zrobów obrazują niektóre możliwości kierowania kamienia do strefy jego lokowania, poza stropnice tylne ścianej obudowy zmechanizowanej. Możliwe do uzyskania parametry: prędkość wyrzutu, jej kierunek, maksymalna wysokość wyrzutu i jej odległość od wyrzutnika są różne dla poszczególnych koncepcji i zależą zarówno od realizowanej zasady wyrzutu, jak i od projektowanych parametrów technicznych wyrzutników.

1. Wyrzutnik taśmowy

Wyrzutnikiem jest odpowiednio ukształtowany przenośnik taśmowy, który może być wykorzystany do transportu materiału do lokowania przez całą, ścianę a następnie skierowania go do zrobów bądź też może stanowić ostatni fragment drogi transportowej tych materiałów. Początkowy, prostoliniowy fragment trasy wyrzutnika taśmowego stanowi taśma 1 niekewo ułożona na krążnikach 2 (rys.7.11a). Po wejściu na zestaw krążników kierujących 3 taśma jest odchylana w kierunku zrobów i równocześnie wykrzywiana do płaszczyzny pionowej tak, by siła odśrodkowa nie powodowała wyrzucania kamienia poza taśmę. Dzięki odpowiedniemu ukształtowaniu taśmy na krążnikach kierujących kamień wyrzucany jest w kierunku zrobów, a taśma przewijając się przez bęben zwrotny 4 i krążniki zwrotne 5 wraca na prosty fragment trasy i bęben napędowy 6. Poprzez odpowiednie usytuowanie krążników kierujących można wyrzucać skałę płonną prostopadle do początkowego, prostoliniowego od-



Rys.7.11. Wyrzutnik taśmowy krzywoliniowy
 a) widok ogólny, b) prowadzenie taśmy na odcinku wklęsłym w prowadnicach, c) prowadzenie taśmy na odcinku wklęsłym przez krawężki dociskowe

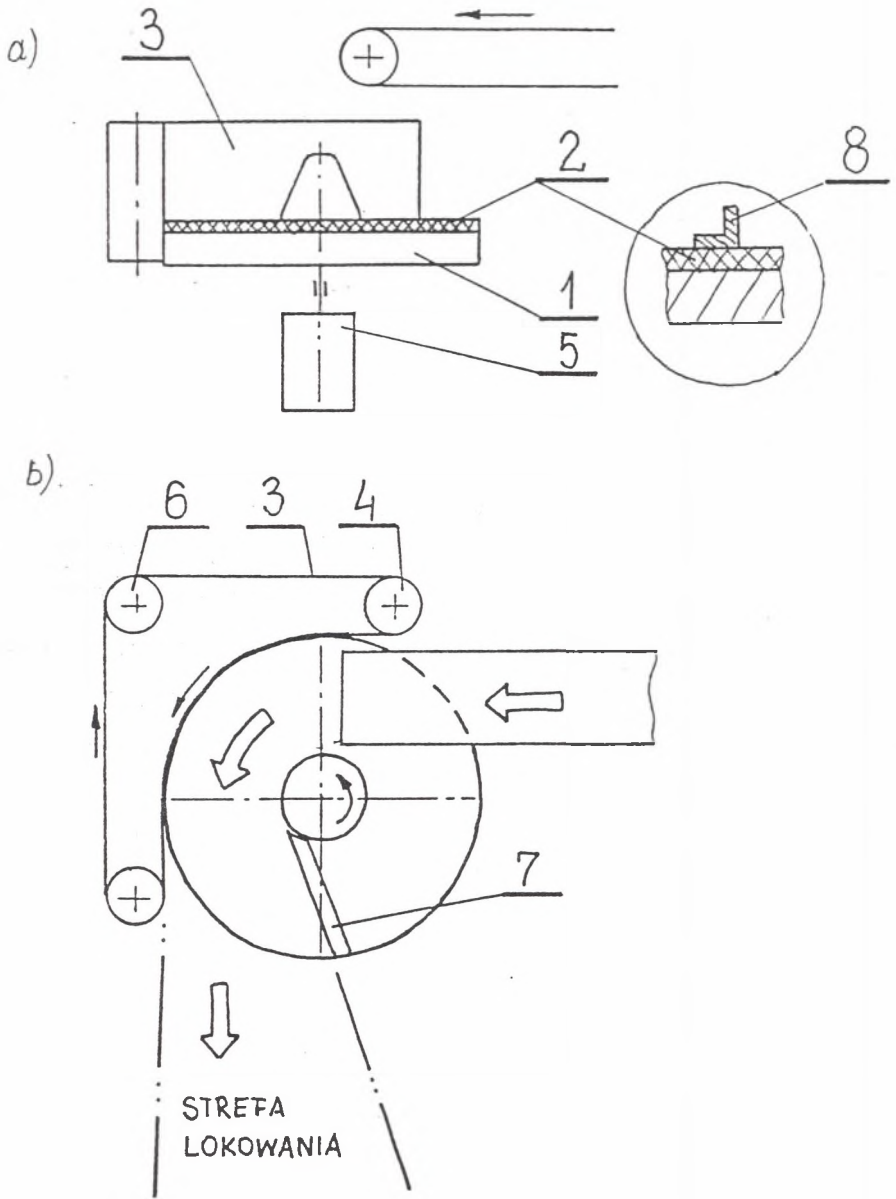
Fig.7.11. Curvilinear belt ejector
 a) general view, b) guiding of belt along a concave segment in guides c) guiding of belt along a concave segment by press down rollers

cinka trasy wyrzutnika ($\alpha=90^\circ$) lub kierować ją do zrobów ukośnie w przypadku wykrzywienia trasy o kąt mniejszy od kąta prostego ($\alpha<90^\circ$; rys.7.11a). Na wykrzywionym, wklęsłym odcinku trasy taśma może być prowadzona na krążnikach kierujących w sposób wymuszony w prowadnicach 7 jak na rys.7.11b lub przez zestaw krążków dociskowych 8 jak na rys. 7.11c.

Materiał lokowany w zrobach za pomocą wyrzutnika taśmowego może być dowolnej granulacji.

2. Wyrzutnik kołowy

Wyrzutnik kołowy pracuje w sposób ciągły odrzucając w kierunku zrobów materiał do lokowania dostarczany przez podawarkę zgrzeblową lub taśmową (przenośnik dostawczy). Wyrzutnik składa się z ruchomej, obrotowej tarczy 1 poruszanej za pomocą napędu 5 oraz ruchomej ściany bocznej wykonanej z taśmy 3 rozpiętej na krążkach 4 i dociskanej do tarczy obrotowej (rys.7.12). Dzięki temu taśma 3 porusza się wraz z tarczą. Alternatywnie napęd taśmy i tarczy może być realizowany poprzez rolkę napędową 6. Lokowany materiał przesypuje się z podawarki wprost na tarczę 1 wyłożoną krążkiem gumowym 2 gładkim, rowkowanym lub z poprzeczkami 8. Siła odśrodkowa działająca na kamień poruszający się z tarczą spycha go w kierunku bocznej, ruchomej ściany, a następnie wraz z taśmą wyrzuca go w kierunku zrobów. Recyrkulacji materiału na tarczy zapobiega poprzecznie ustawiona, nieruchoma przegroda 7.



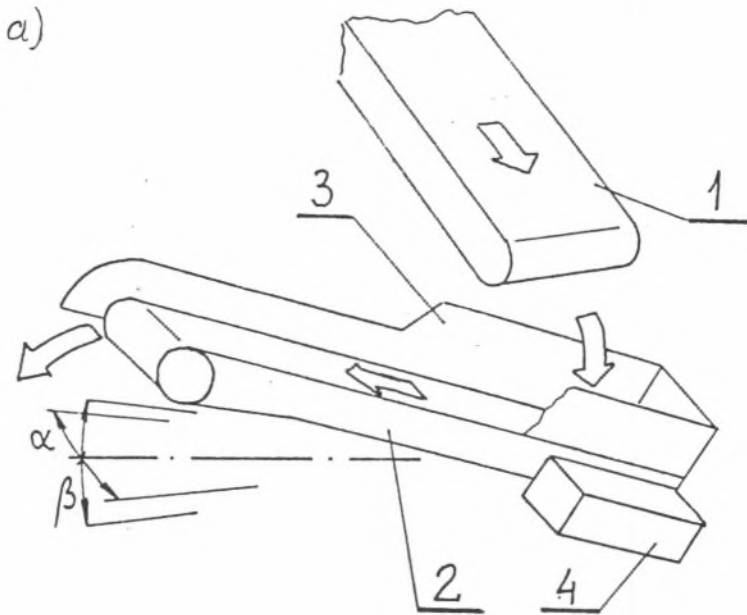
Rys.7.12. Wyrzutnik kołowy
 a) widok z boku, b) widok z góry

Fig.7.12. Wheel-type ejector
 a) side view, b) top view

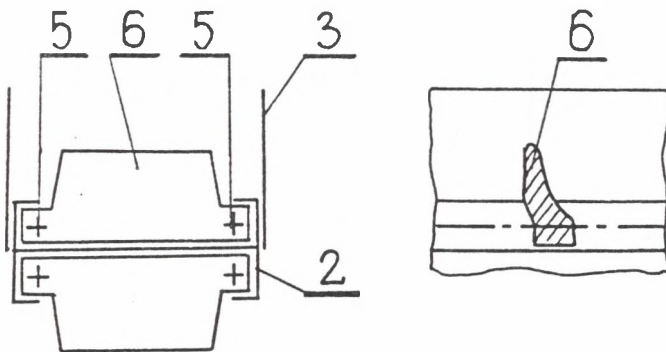
Cały wyrzutnik kołowy może być podnoszony w płaszczyźnie wyrzutu (oś obrotu tarczy może być odchylana w kierunku czoła ściany), co umożliwia regulację kąta wyrzutu, a tym samym wysokości i zasięgu wyrzutu. Zmiana ustawienia bocznej ruchomej ścianki 3 oraz przegrody 7 umożliwia rozszerzenie strefy lokowania z jednego ustawienia wyrzutnika kołowego. Wyrzutnik kołowy może lokować materiał o granulacji ograniczonej tylko wymiarami tarczy obrotowej 1.

3. Przenośnik zgrzeblowy prostopadły

Materiał do lokowania dostarczany jest przenośnikiem dostawczym 1 wzdłuż frontu lokowania w sposób ciągły (rys. 7.13a). Przenośnik dostawczy umieszczony jest w tylnej przestrzeni obudowy ścianowej pod dodatkową stropnicą tylną. Kamień przesypywany jest bezpośrednio na krótki przenośnik zgrzeblowy 2 (o długości ok. 2 m) umieszczony poprzecznie do przenośnika dostawczego (prostopadle do frontu lokowania). Wyrzutnik przenośnikowy może być stacjonarny (umieszczony w jednym miejscu) lub przemieszczany wzdłuż wyrobiska razem z przenośnikiem dostawczym, w zależności od stosowanej technologii lokowania. W pierwszym przypadku może on być montowany na przedłużonej do tyłu spągnicy obudowy, w drugim zaś powinien być przejezdny i przemieszczany na torze podwieszonym wraz z przenośnikiem dostawczym. W obydwu przypadkach sposób mocowania powinien umożliwiać zmianę kąta nachylenia całego wyrzutnika przenośnikowego w płaszczyźnie pionowej o kąt β , dającą możliwość wysypywania materiału na różnej wysokości od



b)



Rys.7.13. Przenośnik zgrzeblowy prostopadły wyrzucający skałę płonną do zrobów

a) widok ogólny wraz z przenośnikiem dostawczym, b) zgrzebla o zwiększonej wysokości

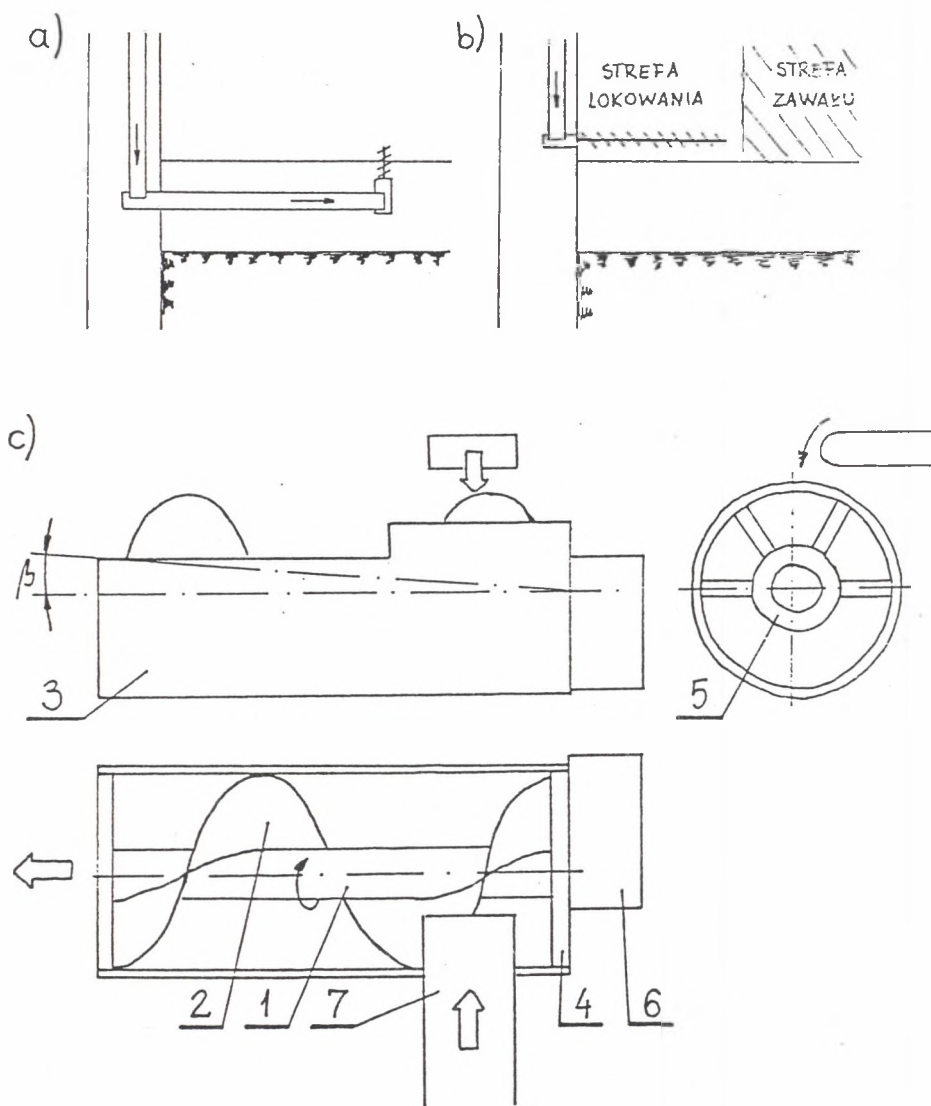
Fig.7.13. Perpendicular scraper conveyor throwing out waste rock into abandoned workings

a) general view with supply conveyor, b) scraper of enlarged height

spągu, a co za tym idzie o różnym zasięgu wyrzutu. Podobnie możliwość zmiany ustawienia wyrzutnika w płaszczyźnie poziomej o kąt α (wykrzywienie w lewo lub w prawo od położenia prostopadłego do przenośnika dostawczego) może znacznie zwiększyć szerokość frontu lokowania z jednego ustawienia przenośnika dostawczego. Zarówno przy zmianie usytuowania wyrzutnika w płaszczyźnie poziomej, jak i pionowej przesyp wyrzutnika przenośnikowego 2 powinien pozostać w tym samym miejscu. Górna, ładowna część trasy wyrzutnika przenośnikowego jest prosta i na całej długości ograniczona zastawkami 3 zabezpieczającymi przed przesypywaniem lokowanego materiału. Napęd 4 znajduje się od strony przesypu. Najkorzystniejsze, ze względu na transport materiału, wydaje się zastosowanie łańcucha zgrzeblowego dwupasmowego z łańcuchami bocznymi 5 połączonymi zgrzeblami 6 o zwiększonej wysokości i profilu ułatwiającym wyrzut lokowanego materiału w kierunku zrobów (rys.7.13b). Lokowany materiał może mieć dowolną granulację.

4. Podajnik ślimakowy

Podajnik ślimakowy może być wykorzystywany zarówno jako wyrzutnik ustawiony prostopadle do frontu ścianowego pod tylną częścią stropnicy obudowy (rys. 7.14a), oraz jako podajnik ustawiony równolegle do czoła ściany, a służący do lokowania skały płonnej w zrobach bezpośrednio z chodnika tuż za obudową ścianową (rys. 7.14b).



Rys.7.14. Podajnik ślimakowy

a) ustawiony pod tylną część stropnicy obudowy, b) ustawiony w chodniku za obudową ścianową równoległe do czoła ściany, c) krótki podajnik ślimakowy

Fig.7.14. Feeding screw

a) positioned under the rear part of the canopy of the support system, b) positioned in the gallery behind the powered roof support system parallelly to the coal face, c) short feeding screw

W pierwszym przypadku (rys.7.14c) wyrzutnik stanowi krótki skierowany do zrobów ślimak 1 o długości ok. 2 m, nawinięty na wał 2 ułożyskowany w pokrywie tylnej 4 i pierścieniu przednim 5. Wał ze ślimakiem jest w dolnej części obudowany osłoną 3 i obracany za pomocą napędu 6 umieszczonego za pokrywą tylną 4. Materiał do lokowania dostarczany przenośnikiem dostawczym 7 jest przesypywany do osłony ślimaka, przesuwany ślimakiem w kierunku pierścienia przedniego i wyrzucany w kierunku zrobów. Zmiana kąta nachylenia wyrzutnika ślimakowego β pozwala na zmianę wysokości i zasięgu wyrzutu kamienia. Granulacja materiału lokowanego ograniczona jest jedynie wymiarami geometrycznymi ślimaka, wału i osłony i wynika z możliwości zakleszczenia skały płonnej pomiędzy osłoną a wałem. Wyrzutnik ślimakowy umieszczony pod stropnicą tylną obudowy ścianowej może być związany zarówno z przenośnikiem dostawczym (z którym może być sprzężony i równocześnie z nim przemieszczany), jak i usytuowany niezależnie (podwieszony pod stropnicą na torze przejezdnym lub mocowany na spągnicy obudowy). Lokowanie materiału podsadzkowego przy zastosowaniu wyrzutnika ślimakowego ma charakter ciągły.

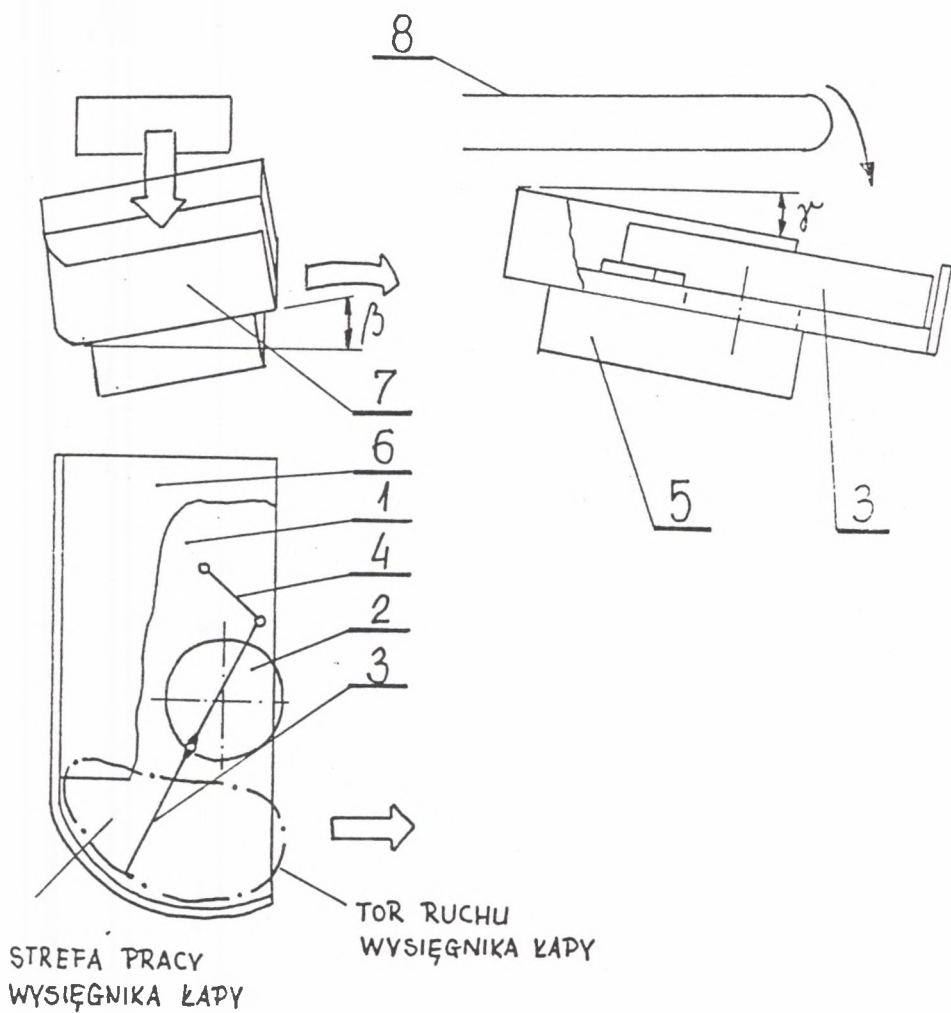
W przypadku wykorzystania podajnika ślimakowego do lokowania skały płonnej bezpośrednio z chodnika ślimak może być zdecydowanie dłuższy (do kilkunastu metrów). Osłona ślimaka 3 może wtedy być krótka i prowadzić materiał podsadzany tylko na początkowym odcinku ślimaka. Dalej poza osłoną skała będzie tworzyła usypisko pod ślimakiem, przez który będzie

rozgarniana i stopniowo przesuwana w kierunku końca ślimaka. Ślimak nie może być wtedy podpierany z przodu przez pierścien przedni i powinien być łożyskowany na końcu osłony lub w ogóle poza osłoną. Ten sposób zastosowania podajnika ślimakowego nadaje się do wyrobisk korytarzowych prowadzonych szerokim frontem lub do wyrobisk ścianowych podsadzanych na części długości od strony chodnika (rys. 7.14b).

5. Wyrzutnik łapowy

Elementem odrzucającym skałę w wyrzutniku łapowym jest odpowiednio wyprofilowana łapa 3 poruszająca się w płaszczyźnie płyty stołu 1 nachylonej pod kątem γ do poziomemu, w celu ułatwienia opadania urobku w kierunku strefy pracy wysięgnika łapy. Łapa poruszana jest za pomocą tarczy 2 obracanej przez napęd 5 umieszczony pod płytą stołu wyrzutnika. Obrotowy ruch tarczy 2, do której przegubowo mocowana jest łapa, w połączeniu z wahliwym ruchem korby 4 połączonej przegubowo z końcem łapy, daje w efekcie tor ruchu wysięgnika łapy po krzywej punktowej (rys.7.15). Przy ruchu wyrzucającym wysięgnik łapy wysuwa się do przodu w kierunku osłony 7, a przy ruchu powrotnym chowa się pod pokrywą 6. Materiał do łokowania dostarczany jest przenośnikiem dostawczym 8 do strefy pracy wysięgnika łapy. Ustawienie płyty stołu pod kątem β do poziomemu w płaszczyźnie wyrzutu, umożliwia regulację wysokości i zasięgu wyrzutu skały płonnej. Parametry geometryczne wyrzutnika (wymiary łapy, średnica i obroty tarczy, długość ramienia korby i jej usytuowanie) należy dobrać tak, by

prędkość wyrzutu materiału lokowanego była możliwie jak największa.



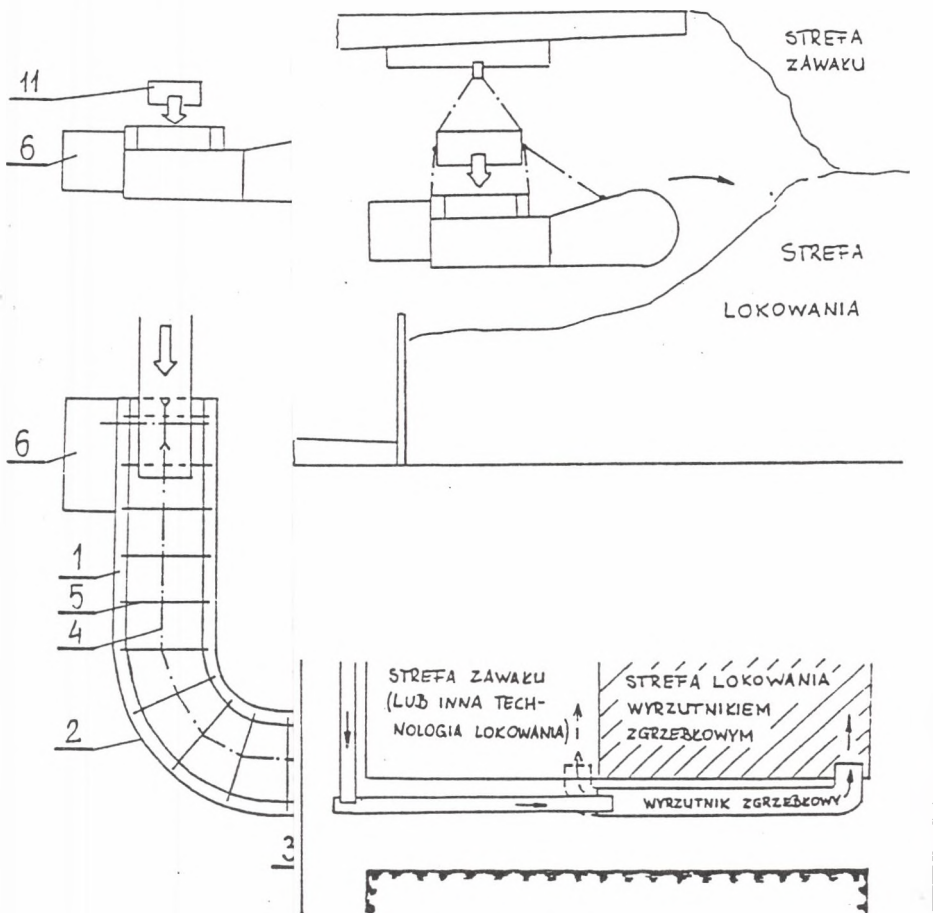
Rys.7.15. Wyrzutnik łapowy
Fig.7.15. Arm-type ejector

Wyrzutnik łapowy odrzuca skałę płoną w kierunku zrobów okresowo (jeden wyrzut na jeden obrót tarczy), jednak dostawa materiału lokowanego przez przenośnik dostawczy odbywa się w sposób ciągły. Ze względu na konieczność dostarczenia skały płonnej do strefy pracy wysięgnika łapy wyrzutnik powinien być związany z przesypem przenośnika dostawczego i razem z nim podwieszony pod stropnicami tylnymi ścianowej obudowy zmechanizowanej.

6. Wyrzutnik zgrzeblowy

Wyrzutnik zgrzeblowy stanowi krótki zgrzeblowy przenośnik kątowy (rys. 7.16a), którego trasa składa się z rynien prostych 1, rynny kątowej 2 i zwrotni 3. Elementem transportującym materiał lokowany i wyrzucającym go w kierunku zrobów jest łańcuch ogniowy 4 z mocowanymi do niego wyprofilowanymi zgrzeblami 5. Łańcuch porusza się w obiegu zamkniętym, a poruszany jest przez napęd 6 zabudowany od strony obudowy lub zrobów za pośrednictwem koła łańcuchowego 7. Wyrzutnik zgrzeblowy wyposażony może być w pojedynczy łańcuch środkowy (rys. 7.16a) lub pojedynczy łańcuch boczny umieszczony w bocznym profilu rynny (rys. 7.16b). Zarówno łańcuch zgrzeblowy z pojedynczym łańcuchem środkowym, jak i z pojedynczym łańcuchem bocznym, na odcinku rynny kątowej, gdzie siła w łańcuchu ułożonym nieprostoliniowo dociska zgrzebla do wewnętrznego profilu rynny, może być prowadzony w prowadnicy 10 utworzonej z bocznego profilu rynny za pomocą rolek oporowych 9 ułożonych na promieniu krzywizny, lub też za pomocą

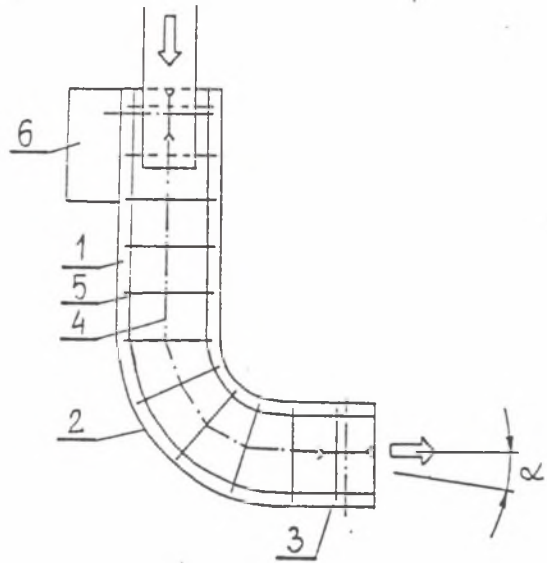
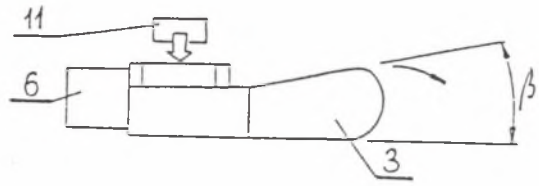
a)



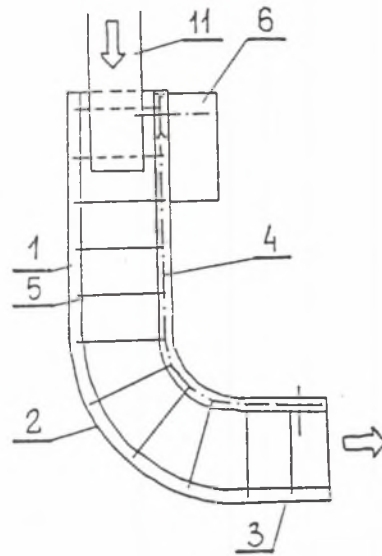
Rys.7.16. Zgrzebiłowe angular ejetor

a) z pojedynczym łańcuchem prowadzącym, b) z pojedynczym łańcuchem prowadzącym, c) z pojedynczym łańcuchem prowadzącym, d) z pojedynczym łańcuchem prowadzącym, e) z pojedynczym łańcuchem prowadzącym

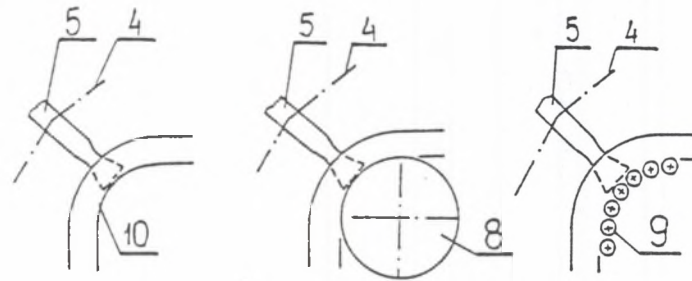
a)



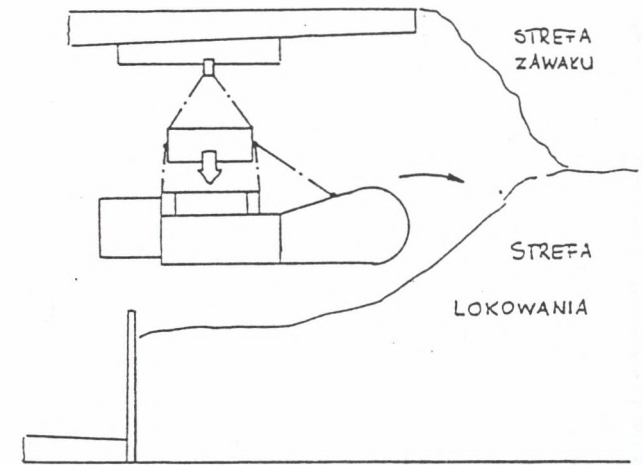
b)



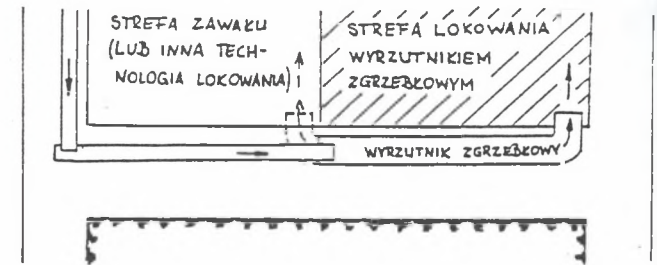
c)



d)



e)



Rys.7.16. Zgrzeblowy wyrzutnik kątowy

a) z pojedynczym łańcuchem środkowym, b) z pojedynczym łańcuchem bocznym, c) prowadzenie łańcucha zgrzeblowego na rynnie kątowej, d) podwieszenie wyrzutnika zgrzeblowego pod przenośnikiem dostawczym, e) zakres lokowania skały płonnej przy użyciu jednego lub dwóch wyrzutników zgrzeblowych związanych z przenośnikiem lokującym

Fig.7.16. Scraper-type angular ejector

a) with a single central chain, b) with a single side chain, c) guiding of the scraper chain on an angular trough, d) suspension of the scraper ejector under the delivery conveyor, e) range of waste rock location using one scraper ejector or two scraper ejectors linked together with the locating conveyor

koła 8 o promieniu równym promieniowi krzywizny trasy (rys. 7.16c). Ze względu na ograniczoną przestrzeń, w której zabudowany i ewentualnie przemieszczany jest wyrzutnik zgrzeblowy, najbardziej praktyczne wydaje się zastosowanie prowadnicy lub rolek oporowych. W celu zwiększenia frontu lokowania z jednego usytuowania wyrzutnika zwrotnię 3 można skonstruować tak, by była możliwa zmiana kąta α usytuowania wylotu zwrotni. Wysokość wyrzutu i jego zasięg można zmieniać poprzez zmianę kąta wyrzutu β . Kąt wyrzutu β może mieć wartość stałą, zależną od usytuowania wyrzutnika i wymagań dotyczących wysokości i zasięgu lokowania bądź też może być regulowany. Zmianę kąta można zrealizować poprzez podnoszenie i opuszczanie zwrotni (wykrzywianie rynien względem siebie) lub przez przechylanie całego wyrzutnika zgrzeblowego o niewielki kąt.

Materiał dostarczany przenośnikiem dostawczym 11 może być lokowany za pomocą wyrzutnika zgrzeblowego w sposób ciągły. Wyrzutnik zgrzeblowy może być podwieszony i związany z wysypem przenośnika dostawczego tak, by w razie potrzeby mógł być wraz z nim przemieszczany wzdłuż frontu lokowania (rys. 7.16d). W przypadku stosowania technologii lokowania skały płonnej tylko na części długości ściany (bądź też stosowania technologii kombinowanej - różnej w różnych częściach ściany) wyrzutnik zgrzeblowy może być wydłużony do długości frontu lokowania i zawieszony pod stropnicami tylnymi obudowy w sposób przejezdny i niezależny od przenośnika dostawczego (rys. 7.16e). Umożliwia to wyrzucanie skały płonnej na całej

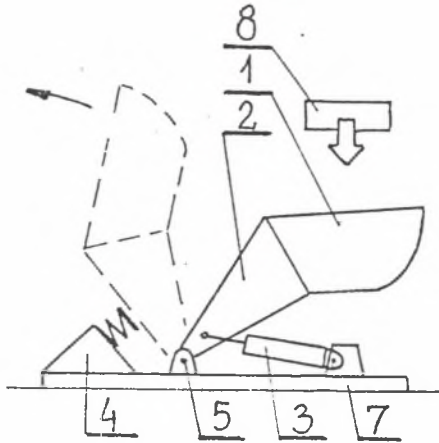
długości frontu lokowania. Przy zastosowaniu wyrzutników zgrzeblowych z obydwu końców front lokowania można wydłużyć do całej długości ściany.

Przy użyciu wyrzutnika zgrzeblowego lokować można skałę płoną o dowolnej granulacji.

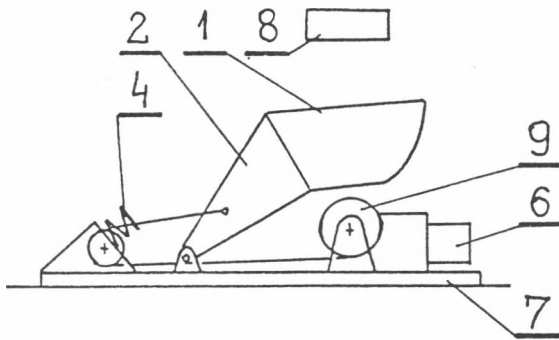
7. Wyrzutnik pojemnikowy

Wyrzutnik pojemnikowy przystosowany jest do wyrzucania w strefę lokowania porcji skały płonnej o dowolnej granulacji (rys.7.17a). Składa się z pojemnika 1 umieszczonego na ramieniu 2 mocowanym obrotowo w przegubie 5. Podnoszenie pojemnika 1, które wynika z obrotu ramienia 2 wokół przegubu 5, realizowane jest przez napęd siłownikowy bezpośredni 3 lub pośredni z wykorzystaniem układu dźwigniowego o dużym przełożeniu. Napęd siłownikowy może być zastąpiony przez inny: np. łańcuchowy lub linowy (rys.7.17b), przy czym do napędu bębna linowego lub łańcuchowego 9 można wykorzystać silnik hydrauliczny 6 zasilany emulsją z magistrali ścianowej obudowy zmechanizowanej. Po podniesieniu pojemnika do położenia pionowego zostaje on zatrzymany przez zderzak 4 i skała płonna zostaje wyrzucona z pojemnika w kierunku zrobów. W zależności od rodzaju stosowanego napędu powrót pojemnika może być wymuszony lub odbywać się pod wpływem ciężaru własnego pojemnika z ramieniem. Wszystkie elementy wyrzutnika pojemnikowego zamontowane są na płycie 7 umieszczonej na spągnicach obudowy ścianowej.

a)



b)



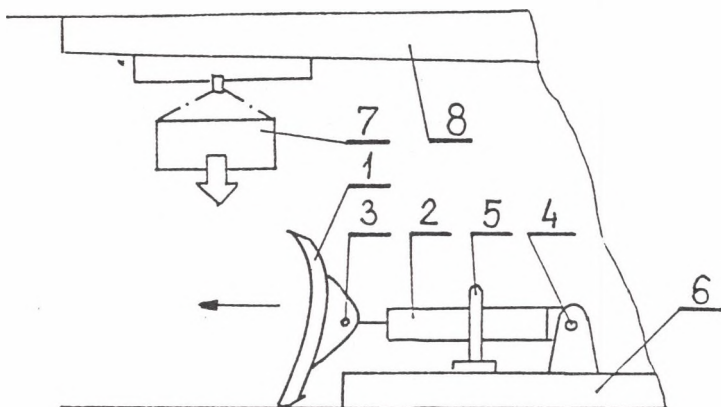
Rys.7.17. Wyrzutnik pojemnikowy
a) z napędem siłownikowym, b) z napędem ciągnowym

Fig.7.17. Container-type ejector
a) with ram-operated drive, b) with tension member drive

Napełnianie pojemnika materiałem przeznaczonym do lokowania może odbywać się: bezpośrednio z przenośnika dostawczego 8; poprzez zasobnik napełniany przenośnikiem dostawczym; lub też za pomocą wózków lub kubelków o pojemności dostosowanej do objętości pojemnika.

8. Spychacz

Spychacz służy do przemieszczania (spychania) skały płonnej do strefy lokowania w przypadku wysypywania materiału pod stropnice końcowe obudowy zmechanizowanej 8 przez przenośnik dostawczy 7 lub wózki poruszające się po torze



Rys.7.18. Spychacz przemieszczający skałę płoną wysypywaną pod stropnicami obudowy

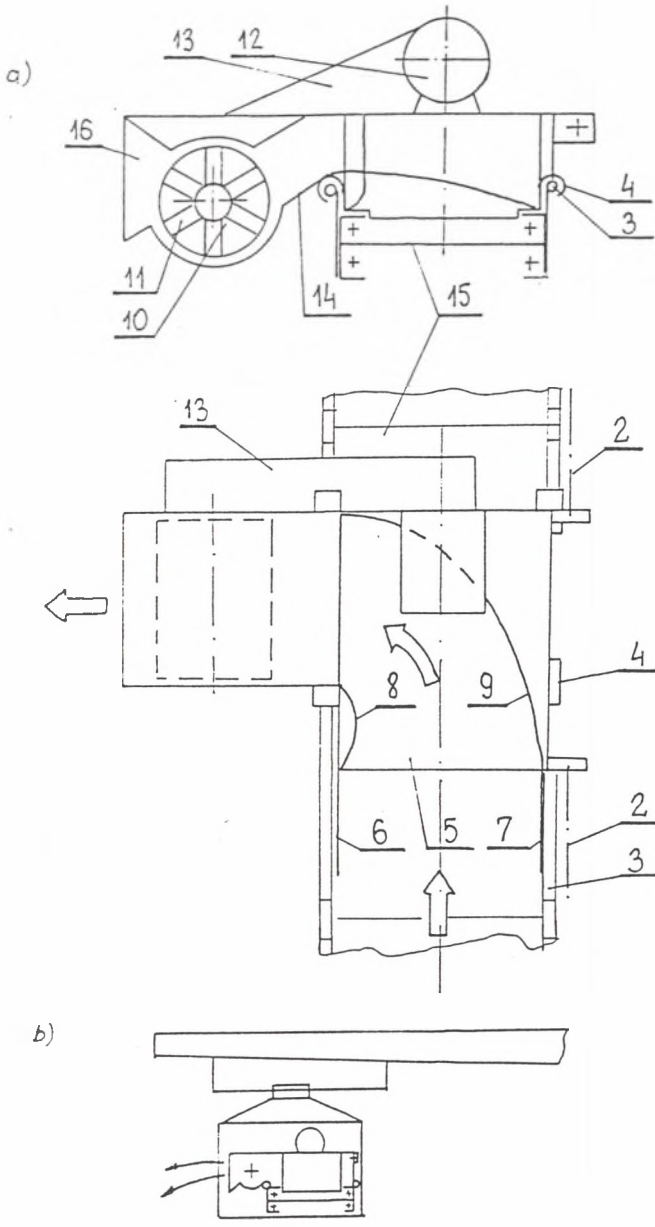
Fig.7.18. Bulldozer for displacement of waste rock dumped under the canopies of the powered support system

podwieszonym (rys. 7.18). Spychacz składa się z osłony 1 w kształcie lemiesza, przesuwanej po spągu poza spągnicą obudowy przez siłownik hydrauliczny 2 obudowy zmechanizowanej mocowany do osłony obrotowo na sworzniu 3. Cylinder siłownika mocowany również obrotowo do wspornika 4 spągnicy 6 ścianowej obudowy zmechanizowanej zabezpieczony jest przed zbytnim podniesieniem osłony za pomocą ogranicznika 5 wykonanego w postaci pętli linowej przytwierdzonej do spągnicy. Można również zastosować pośrednie połączenie siłownika 2 z osłoną 1 poprzez układ dźwigniowy.

Po wyposażeniu w spychacze wszystkich sekcji ścianowej obudowy zmechanizowanej osłony stanowią rodzaj tamy zabezpieczającej przed przedostaniem się lokowanego kamienia pomiędzy stojaki obudowy.

9. Wyrzutnik bębnowy

Wyrzutnik (rys. 7.19a) zbudowany jest z obrotowego bębna 10 wyposażonego w przegrody (11), pomiędzy którymi utworzone są kieszeniowe przestrzenie. Bęben wyrzutnika napędzany jest przez silnik 12 i przekładnię (13). Kamień załadowany do kieszeni pomiędzy przegrodami bębna jest wyrzucany siłą odśrodkową poprzez wylot 16 do przestrzeni zawałowej. Skała płonna o odpowiedniej granulacji może być dostarczana do bębna bezpośrednio z przenośnika dostawczego poprzez dozownik bądź też wyrzutnik może sam czerpać kamień z przenośnika zgrzeblowego (rys. 7.19a). W tym przypadku lokowany materiał doprowadzany jest z przenośnika dostawczego 15 do bębna wyrzutnika 10 poprzez pochylnie 5 i 14 oraz system osłon nakierowujących 6, 7, 8 i 9. Dostarczanie kamienia do bębna jest możliwe tylko przy różnicy prędkości pochylni i materiału transportowanego przenośnikiem. Wyrzutnik bębnowy może przemieszczać się po dostawczym przenośniku zgrzeblowym dzięki płozom 4 i wymuszonemu prowadzeniu rurowemu 3. Przeciągany jest za pomocą łańcucha 2 o konturze zamkniętym, poruszanego za pośrednictwem napędu zlokalizowanego w pobliżu napędu przenośnika. Wyrzutnik bębnowy porusza się po przenośniku podwieszonym pod dodatkową stropnicą tylną obudowy ścianowej (rys. 7.19b).



Rys.7.19. Wyrzutnik bębnowy
 a) budowa wyrzutnika bębnowego, b) usytuowanie wyrzutnika bębnowego na przenośniku podwieszonym

Fig.7.19. Drum-type ejector
 a) construction of drum-type ejector b) positioning of drum-type ejector on the suspended conveyor

Wyrzutnik bębnowy poruszający się po przenośniku zgrzeblowym może ulokować w zrobach tylko część kamienia, która w strudze transportowanej przez przenośnik znajduje się powyżej zgrzebeł. Pozostała część strugi zostanie wyładowana z przenośnika poprzez jego wysyp. Układ ten jest korzystny przy stosowaniu technologii kombinowanej, przy której część skały płonnej wyładowywana przez wysyp przenośnika tworzy warstwę przysypagową podsadzki a reszta kamienia kierowana do zrobów przez wyrzutnik bębnowy jest lokowana do strefy przystropowej zwiększając wysokość warstwy lokowanej.

Powyższe koncepcje przedstawiono dla zastosowania w wyrobiskach ścianowych. Zastosowanie wyrzutników można połączyć z realizacją koncepcji maszyn lokujących kamień na spąg. Te same koncepcje wyrzutników można łatwo przystosować do lokowania kamienia w wyrobiskach korytarzowych, w których wymagany zasięg wyrzutu nie jest zbyt duży, a przestrzeń, którą dysponujemy do usytuowania wyrzutnika, jest znacznie obszerniejsza.

8. UTYLIZACJA SUROWCÓW NADKŁADOWYCH I POPIOŁÓW LOTNYCH W GÓRNICTWIE I ENERGETYCE WĘGLA BRUNATNEGO

W nadkładzie, a także w przerostach i w spągu niektórych złóż węgla brunatnego występują kopaliny towarzyszące, które mogą i powinny być przedmiotem gospodarczego wykorzystania.

Do podstawowych surowców towarzyszących należą: piaski, żwiry, gliny, iły, torfy, kreda jeziorna.

Również popioły lotne, będące produktem spalania węgla brunatnego w elektrowniach, mogą być użyte w różnych działach gospodarki kraju.

Surowce nadkładowe i popioły lotne są zagospodarowywane i wykorzystywane do produkcji m.in. materiałów budowlanych, wyrobów ogniotrwałych i ceramicznych, w rolnictwie i do produkcji tlenku glinu.

Podstawowe dane o zasobach zawarte są w tablicach 8.1. i 8.2. Aktualny stan wykorzystania surowców nadkładowych i popiołów lotnych w poszczególnych kopalniach przedstawiono poniżej.

1) KWB Turów

Począwszy od 1980 roku kopalnia prowadzi selektywną eksploatację ilów III-rzędowych z pokładu B na potrzeby przemysłowe.

Tablica 8.1

Zasoby i przydatność surowca w kopalniach odkrywkowych

Kopalnia	Odkrywka pokład	Rodzaj surowca	Zasoby ogółem mln m ³	W tym udokumentowane		Przydatność surowca
				kat. C ₁	kat. C ₂	
Turów	pokład C	iły	1000	--	280	produkcja tlenku glinu ceramika szlachetna ceramika budowlana materiały ogniotrwałe drogownictwo budownictwo
	pokład B	iły	790	--	10	
	pokład A	iły bazalt kruszywo naturalne	1000 (mln t)	1	--	
Konin	Kazimierz	iły	15.4	15.4	--	ceramika budowlana piłuczka wiertnicza kruszywa szluczne ceramika budowlana ceramika budowlana
	Południe	iły	30	--	--	
	Kazimierz Północ	--	185	--	--	
Bełchatów	Pole	torfy	2	--	--	rolnictwo
	Bełchatów	piaski i żwirny	12	1.2	4.5	budownictwo
		iły	25	--	--	keramzyt glinoporyt, ceramika budowlana
		kreda jeż. piaski podsadzki.	9 20	2.4	--	rolnictwo podsadzka plynna
Adamów	Pole	iły	117	14	--	ceramika budowlana- glinoporyt glinoporyt budownictwo
	Szczerców	piaski i żwirny	30	--	--	

Tablica 8.2

Wielkość wydobycia i wykorzystanie surowca w kopalniach odkrywkowych

Kopalnia	Rodzaj surowca	Zastosowanie	Wydobycie	Wykorzystanie	Jednostka wykorzystująca
Turów	iły turoszewskie	przemysł mat. ogniotrwałych	26 mln m ³ /r	119 tys. t/rok w latach 80-90	MP, MGPIB
		przemysł cer. szlachetnej		31 tys. t/rok w latach 80-90	
		przemysł porcelany elektr.		0.6 tys. t/rok w latach 80-90	
		różni odbiorcy		3.8 tys. t/rok w latach 80-90	
	żwiry i pospółki	budownictwo przemysłowe	4 mln m ³ /r	35 tys. t/rok w latach 85-89	inst. do klasyf. ziarnowej - MGIE
	popioły z elektrowni	przemysł cer. budowlanej	3.3 mln m ³ /r	100 tys. t/rok	Lubuskie Zakłady Cer. Bud. - MGPIB
Bełchatów	iły III-rzędowe	produkcja budowlanych mat.klinkierowych i ogniotrw.	12 mln m ³ /r	w latach 80-90 próby technologiczne	Opczyński i Częstochowski Zakł. Mat. Ogniotrw. - MGPIB
	utwory okruchowe i piaszcz. - żwirowe	budownictwo przemysłowe	21 mln m ³ /r	30.4 tys. t/rok	Przedsiębiorstwo Budowy w BOP - MGPIB
	torf	rolnictwo i ogrodnictwo	----	121.4 m ³ /rok	WZiR. Piotrków T. Zakład Rekultywacji - MGIE, dy. CaMOS, dZNi LMGPiB
	kreda jeziorna	różni odbiorcy rolnictwo	----	55 tys. t/rok	spółdzielczość
Konin	iły	włócznie złoża surowców ilastych w Kazimierzu i Pątnowie jako baza surowca dla ceramiki budowl., krusz. szt. i płuczeki wiertniczej	12 mln m ³ /r	5.128 mln m ³ 2.275 mln m ³	budowy zakładów ceramiki budowl. w rejonie złóż Kazimierza i Pątnowa (MGPIB)
	torf	rolnictwo i ogrodnictwo	----	337 m ³ /rok	MOS, ZNiL
	piasek	budownictwo	11 mln m ³ /r	10 tys. m ³ /rok	ZRG Konin (MGIE)
Adamów	iły pstrze poznańskie	produkcja cegły budowlanej	4.2 mln m ³ /r	----	cegielnia w Wienlinie (MGPIB)

W ostatniej dekadzie wydobyto i zagospodarowano na potrzeby przemysłowe około 1.0 mln Mg iłu surowego, głównie (ok. 80%) w przemyśle materiałów ogniotrwałych, gdzie stosowane były przede wszystkim do produkcji palonek glinowych oraz tzw. wieloszamotów dla przemysłu hutniczego. Do ich produkcji kierowany jest ił, który spełnia następujące wymagania:

strata prażenia - 11-14%,

zawartość: Al_2O_3 - nie mniej niż 30%,

Fe_2O_3 - nie więcej niż 2.4%,

ogniotrwałość zwykła - nie mniej niż 173 sp.,

pozostałość na sicie 0.06 mm - nie więcej niż 4%.

Od roku 1990 nastąpił znaczny spadek zapotrzebowania przemysłu na iły turowskie głównie ze względu na ogólną recesję oraz ze względu na znaczne koszty transportu, a także permanentnie pogarszającą się jakość samego surowca. Dalszy wzrost zużycia iłów możliwy jest jedynie w przypadku poddania go procesowi przerobczemu, w wyniku którego uzyskany zostanie standaryzowany produkt o właściwościach wysokojakościowej gliny kamionkowej, głównie do produkcji ceramiki sanitarnej. Charakterystykę takiego produktu zamieszczono w tablicy 8.3.

Obok iłów surowych częściowo utylizowanych przemysłowo są utwory piaszczysto-żwirowe, które poddane procesowi klasyfikacji ziarnowej stanowią średniej klasy kruszywo budowlane.

W latach 1985-89 zbudowana została stosowna instalacja o zdolności produkcji 35 tys. Mg/rok kruszywa, wykorzystującej jako bazę surowcową ulokowane w rejonie V pochylni selektywnie zdjęte nadkładowe utwory piaszczysto-żwirowe w ilości około 1.0 mln Mg.

Tablica 8.3

Charakterystyka produktu dla potrzeb produkcji ceramiki
sanitarnej

Lp.	Parametr techniczny	Wartość wymagana	Metoda badania wg
1	Wilgotność w %	18±2	BN-71/6714-16
2	Uziarnienie w % 2.1. Odsiew na sicie o boku oczka 1 mm 2.2. Odsiew na sicie o boku oczka 0.06mm nie więcej niż	nie do- puszcza się 15	PN-71/C-04501 PN-71/C-04501
3	Wytrzymałość w MN/m ² w stanie surowym po wy- suszeniu nie więcej niż	3.0	BN-66/7011-22 metodą plast.
4	Ogniotrwałość zwykła w SP nie mniej niż	161	PN-79/H-04177
5	Nasiąkliwość w % po wypaleniu nie więcej niż 5.1. 1200°C 5.2. 1300°C	5.0 2.0	PN-79/H-04177 PN-79/H-04177
6	Deformacja w mm po wy- paleniu nie więcej niż 6.1. 1200°C 6.2. 1300°C	20 25	BN-66/7011-19 BN-66/7011-19
7	Postać handlowa Skład chemiczny: strata prażenia % SiO ₂ nie więcej niż Al ₂ O ₃ nie mniej niż Fe ₂ O ₃ nie więcej niż Na ₂ O+K ₂ O nie więcej niż	granulat luzem w wagonach otwartych 10.0 57.0% 27.0% 2.0% 2.5%	

Lotne popioły z Elektrowni Turów są w nieznacznym stopniu wykorzystywane jako surowiec schudzający przy produkcji ceramiki budowlanej (około 100 tys. Mg/rok) przez Lubuskie Zakłady Ceramiki Budowlanej.

2) KWB Belchatów

Surowce nadkładowe z Kopalni Belchatów z racji jakości nie znalazły tak szerokiego zastosowania przemysłowego jak surowce pochodzące z KWB Turów. W trakcie selektywnej eksploatacji pozyskiwane są na potrzeby lokalnych utworów okruchowych oraz piaszczysto-żwirowych. Ponadto pozyskuje się iły III-rzędowe, które swoimi właściwościami odpowiadają glinom stosowanym do produkcji budowlanych materiałów klinkierowych i płytek ściennych.

Pod koniec lat 80 podjęto próby zastosowania tych iłów do produkcji cegieł klinkierowych w Opoczyńskich i Częstochowskich Zakładach Materiałów Ogniotrwałych, a także do produkcji niektórych wyrobów ogniotrwałych w Cz.Z.M.O. Jednakże koszty produkcji jak i transportu sprawiły, że produkcja ta nie wyszła poza stadium prób technologicznych i serii informacyjnej, mimo bardzo niskiej ceny iłów oferowanej przez kopalnię. Iły te charakteryzują się zróżnicowanymi właściwościami technologicznymi spowodowanymi znaczną zmiennością składu chemicznego i mineralogicznego, co ilustruje poniższe zestawienie:

Fe_2O_3 - od 2 - 4%,

Al_2O_3 - od 17.5 - 22%,

straty prażenia - od 5.8 - 13.1%,

pozostałość na sicie 0.06 mm - od 0.8 - 11.8%,

ogniotrwałość - od 114 - 158/161 sp.,

skurczliwość wysychania - od 9.5 - 13.5%.

3) KWB Adamów

Głównym surowcem nadkładowym znajdującym przemysłowe zagospodarowanie są III-rzędowe ily (tzn. pstre poznańskie), które w nieznaczej ilości są wykorzystywane do produkcji cegły budowlanej w klasie 100 w odległej o ok. 13 km cegielni w Wieleninie. Ily te występują w odkrywce Adamów. W roku 1989 podjęto próby selektywnego urabiania iłów użytecznych z tej odkrywki i ich składowania na potrzeby lokalnych zakładów ceramiki budowlanej.

Występująca recesja sprawiła, że w ostatnim roku zapotrzebowanie na ten surowiec znacznie spadło.

Popioły lotne pochodzące z Elektrowni Adamów nie są zagospodarowywane.

4) KWB Konin

Na odkrywkach Kazimierz oraz Pątnów utworzono w latach 80 wtórne złoża surowców ilastych o kubaturze 5.128 mln m^3 (Kazimierz) oraz 2.275 mln m^3 (Pątnów), przy czym to ostatnie jest nadal sukcesywnie rozbudowywane. Ich przeznaczeniem było stworzenie bazy surowcowej na potrzeby ceramiki budowlanej [40]. Na bazie stworzonego złoża rozpoczęto budowę zakładów w rejonie obu tych złóż, która do dziś nie została zakończona. Charakterystykę właściwości tych iłów zamieszczono w tablicy 8.4.

Tablica 8.4

Charakterystyka ilów z odkrywki Pątnów i Kazimierz

Wyszczególnienie	o.Pątnów	Kazimierz
Zawartość: SiO ₂ w %	60.23 - 63.89	61.20 - 76.89
Al ₂ O ₃	18.63 - 20.47	12.14 - 21.89
Fe ₂ O ₃	7.37 - 7.79	2.61 - 7.33
CaO	1.60 - 1.49	0.55 - 3.13
MgO	1.77 - 1.96	0.99 - 2.14
K ₂ O	1.62 - 1.29	1.33 - 2.69
Na ₂ O	0.39 - 0.29	0.15 - 0.68
SO ₃	0.17 - 0.48	0.08 - 5.34
Skurczliwość suszenia, %	8.6 - 10.9	4.1 - 11.5
Skurczliwość wypalania w temp. 1000°, %	1.5	0.5 - 3.4
Nasiąkliwość w temp. wypału 1000°, %	6.4	3.49 - 11.90
Ciężar objętościowy w G/cm ³	1.88 - 1.95	1.85 - 2.17

Jak to wynika z tablicy 8.2., stopień wykorzystania surowców towarzyszących jest niski w stosunku do potencjalnych zasobów. Zwiększenie wykorzystania będzie możliwe dopiero po wybudowaniu nowych zakładów, głównie na bazie ilów i piasków. W pierwszej kolejności powinien być zbudowany zakład uzdatniania [37] ilów i popiołów turoszowskich na terenie KWB Turów na potrzeby przemysłu hutniczego oraz ceramiki szlachetnej. W wyniku realizacji tego przedsięwzięcia zaistnieje możliwość zabezpieczenia potrzeb użytkowników krajowych oraz uruchomienia eksportu. W następnej kolejności należałoby widzieć budowę zakładów w rejonach:

- Pieńska - na bazie iłów i popiołów turoszowskich na potrzeby przemysłu ceramiki budowlanej i tlenku glinu,
- Konina - na bazie iłów dla ceramiki budowlanej i kruszyw sztucznych,
- Bełchatowa - na bazie iłów i piasków dla ceramiki budowlanej i silikatów.

Nie lepiej wygląda wykorzystanie popiołów lotnych z elektrowni. Jedynie popioły z Elektrowni Turów znalazły zastosowanie jako surowiec schudzający przy produkcji ceramiki budowlanej w Gozdniczy. Propozycje zagospodarowania popiołów lotnych z energetyki opartej na węglu brunatnym przedstawiono w [50] i tablicy 8.5.

Tablica 8.5

Wykorzystanie popiołów lotnych z energetyki węgla brunatnego

Elektrownia	Wykorzystanie	Jednostka
Turów	Odkwaszanie gleb i wzbogacanie mikroelementami	MRiGZ
	Produkcja betonu komórkowego i gralitu	MGPiB
Bełchatów	Produkcja betonu, produkcja cementu	MGPiB, cementownia Warta w Działoszynie
Konin Adamów	Odkwaszenie gleb i wzbogacanie mikroelementami	MRiGZ

1) W przemyśle betonów komórkowych

Produkcja betonów komórkowych opiera się na piaskach kwarcowych (min. 90% SiO_2) oraz na bazie popiołów lotnych odpowiedniej jakości. Zwiększenie stosowania technologii popiołowej w produkcji betonów komórkowych powoduje wydatną oszczędność w zużyciu cementu, a mianowicie: wskaźnik zużycia cementu na 1 m^3 wyrobu betonu komórkowego przy technologii piaskowej wynosi 260 kg, natomiast przy technologii popiołowej 50 kg. Lotne popioły z Turowa mogą być wykorzystywane do produkcji betonu komórkowego (klasy 600).

Z uwagi na potrzebę oszczędności terenów rolnych i leśnych, oszczędności cementu i złóż pierwotnych oraz z uwagi na konieczność utylizacji stale zwiększających się ilości popiołów lotnych należałoby intensywnie przechodzić na technologię popiołową, zmniejszając udział technologii piaskowej w ogólnej produkcji wyrobów betonów komórkowych.

2) W przemyśle betonów kruszywowych

Obecność popiołów w mieszance betonowej zarówno w betonach zwykłych, jak i z zastosowaniem kruszyw lekkich wpływa na poprawę właściwości wiążących, urabialności i pozwala na ograniczenie zużycia cementu. Kryteria stosowania popiołów do betonów kruszywowych nie odbiegają zasadniczo od popiołów stosowanych do betonów komórkowych, są nawet mniej zaostrzone w stosunku do zawartości krzemionki, glinianów i żelazianów wapnia. Istotne ograniczenie wiąże się z ilością węgla, wolnego wapnia i siarki w popiołach.

3) W przemyśle cementowym

Popioły lotne z Elektrowni Bełchatów wykazują zdolność wiązania hydraulicznego, co umożliwia wykorzystanie ich do celów budowlanych i drogownictwa, jednakże ich praktyczne zastosowanie nie wyszło poza stadium prób. Prowadzone badania wykazały, że średnio wytrzymałość próbek po 14 dniach pielęgnacji wynosiła około 1 MN/m^2 .

4) W przemyśle kruszyw lekkich

W 1972 roku zakończone zostały w Instytucie Przemysłu Materiałów Budowlanych prace doświadczalne nad uzyskaniem kruszyw lekkich na bazie popiołów lotnych w stanie suchym. Uzyskano wyniki zgodnie z wymaganiami stawianymi dla kruszyw lekkich, tj. gęstość nasypowa mieści się w granicach $560 - 730 \text{ kg/m}^3$, uziarnienie od 5 - 30 mm. Ziarna posiadają zamknięte pory. Do produkcji kruszyw lekkich stosuje się około 90% popiołów lotnych oraz 10% gliny.

Lotne popioły z Turowa mogą być wykorzystywane do produkcji sztucznego tworzywa budowlanego tzw. gralitu.

5) W przemyśle ceramiki budowlanej

Prowadzone są obecnie badania nad stosowaniem popiołów lotnych jako surowców uzupełniających masy ceramiczne oraz jako materiału wiążącego przy produkcji wyrobów silikatowych w miejsce wapna. Stwierdzono dotychczas, że popiół posiada własności plastyczne i jako dodatek do mas powoduje zwiększenie jej formowalności i wytrzymałości.

6) Do robót drogowych

W Polsce drogownictwo zainteresowane zostało stosowaniem popiołów lotnych, a szczególnie popiołów lotnych z węgla brunatnego o dużej zawartości nie związanego wapna, doceniając własności spoiwowe tych popiołów.

7) Do nawożenia gleb

Dotychczas prowadzone prace badawcze i adaptacyjno-wdrożeniowe w kilku ośrodkach naukowych w kraju (Instytut Warzywnictwa, IUNG, WR w Warszawie i Poznaniu oraz Wojewódzka Stacja Chemiczno-Rolnicza w Łodzi) zgodnie potwierdziły, że popioły z elektrofiltrów z elektrowni napędzanych węglem brunatnym, z wyjątkiem Turoszowa, nadają się do nawożenia gleb [22]. Ich działanie plonotwórcze jest równorzędne w stosunku do tradycyjnych asortymentów wapna węglanowo-magnezowego, a w latach następnych po zastosowaniu lepsze niż wapniaka mielonego.

Skład chemiczny popiołów wskazuje (rozdz.2. tabl.2.14.), że oprócz wapnia znajduje się znaczna zawartość magnezu, a także mikroelementów w ilościach równoważnych w stosunku do potrzeb pokarmowych roślin. Pierwiastki te występują w postaci przyswajalnej dla roślin.

Popioły nie zawierają substancji szkodliwych i nie są radioaktywne.

Aktualnie kilkanaście jednostek, na niewielką skalę (z terenów woj. plockiego, kaliskiego, poznańskiego, włocławskiego), realizuje bezpośredni odbiór i rozsiew na polach popiołów frakcjonowanych z elektrofiltrów z Pątnowa i Konina.

Zasięg stosowania popiołów pylistych jest ograniczony możliwościami technicznymi instalacji do ich odbioru, poziomem wyposażenia urządzenia transportowego i do rozsiewu. Tym większe znaczenie mają więc budowy stacji granulacji i dystrybucji popiołów w Pątnowie i Koninie oraz w Bełchatowie.

Stosownie do wzrostu podaży popiołów należy rozwijać wyposażenie rolnictwa w środki transportowe i aparaty do rozsiewu, a także przygotować kolej do przewozu i wyładunku tych nawozów.

9. PROBLEMY ZAGOSPODAROWANIA WYROBISK I ZWAŁOWISK KOPALŃ ODKRYWKOWYCH

W górnictwie węgla brunatnego największe zmiany środowiska wywołują przekształcenia typu geomechanicznego, w wyniku których powstają w początkowej fazie działania kopalni wyrobiska odkrywkowe i zwałowiska zewnętrzne, a w późniejszej zwałowiska wewnętrzne i wyrobiska końcowe. Przemysł ten na przestrzeni ostatnich 40 lat zajął około 20 tys. ha gruntów. Na obszarze tym znajdują się wyrobiska kopalniane (tabl.9.1.) o łącznej kubaturze ponad 3 mln m³. Dotychczas około 5.5 tys. ha objęto rekultywacją, z czego część przekazano do zagospodarowania, reszta natomiast zajęta jest nadal pod działalność przemysłową. Przyjmuje się, że w omawianej gałęzi przemysłu areał gruntów wymagających rekultywacji wynosił w 1985 roku około 2000 ha.

Rekultywację prowadzi się dla różnych kierunków zagospodarowania, przy czym przewaga leśnego była wyraźna do 1985 r.: zagospodarowanie leśne około 65% areału nieużytków, rolne (30%), wodne i specjalne (np. pod budownictwo itp.) około 5%. Rolny kierunek zagospodarowania dominuje w Zagłębiu Konińskim, a leśny w Zagłębiu Turowskim i Bełchowskim [6].

Tablica 9.1

Kubatura wyrobisk kopalni węgla brunatnego

Kopalnia	Stan obecny	Stan końcowy [*]	Okres pracy
Turów	1245 mln m ³	1922 mln m ³	1947 - 2035
Bełchatów	1100 mln m ³	2106 mln m ³	1980 - 2035
Konin	530 mln m ³	620 mln m ³	1962 - 2000
Adamów	200 mln m ³	312 mln m ³	1961 - 2035

* - Stan po uwzględnieniu lokalizacji nadkładu i popiołów w wyrobisku

Ujmując sprawę najogólniej, w kopalniach węgla brunatnego w 4-letnim cyklu rekultywacyjnym na zwałowiskach i skarpach wyrobisk powinno się realizować [19]:

- kształtowanie rzeźby odpowiednio do ogólnych wymogów przyszłego kierunku zagospodarowania (leśny, wodny, rolny, specjalny),
- regulację warunków hydrologicznych,
- odtwarzanie gleb,
- wprowadzenie roślinności pełniącej funkcje przeciwerozyjne i glebotwórcze ze znacznym udziałem gatunków docelowych,
- budowę sieci dróg dojazdowych zgodnie z obowiązującymi przepisami.

Obecnie kształtowanie rzeźby jest zabiegiem najkosztowniejszym i najbardziej pracochłonnym. Wynika to z technologii budowy (sypania materiału) zwałowisk, które otrzymują formy nieprzydatne do rekultywacji, wymagające ukształtowania za pomocą specjalnych maszyn (spychaczy). W wyniku ich

pracy zwałowiska uzyskać powinny właściwe, zgodne z projektem formy geometryczne. Można więc stwierdzić, że im bardziej w trakcie budowy zwałowisk (ich sypania) uwzględnia się postulaty rekultywacyjne i docelowo zaprojektowany kształt zboczy całego obiektu, tym niższy jest zakres prac ziemnych koniecznych do wykonania przez spychacze.

W przemyśle węgla brunatnego praktycznie cykl zabiegów rekultywacyjnych rozpoczyna się po roku od zakończenia prac ziemnych, to jest po okresie tzw. zasadniczego osiadania gruntów. Następnie prowadzi się prace z zakresu kształtowania rzeźby.

Bezpośrednio po pracach technicznych, to jest jeszcze w drugim roku od ukształtowania powierzchni zwałowiska lub na wiosnę roku następnego, najczęściej wykonuje się zabieg nawożenia mineralnego oraz siew nasion roślinności zielnej. Występowanie i wzrost tej roślinności lub jej brak jest testem wskazującym miejsca z gruntami toksycznymi, podlegającymi neutralizacji uzupełniającej. Następnie, na wiosnę kolejnego roku (najczęściej trzeciego), prowadzi się prace nasadzeniowe na zboczach. W ostatnim (czwartym) roku powinno się zakończyć budowę dróg. Z różnych przyczyn (głównie osiadania zwału) zabieg ten jest jednak znacznie przesunięty w czasie, co powinno być uregulowane odpowiednimi przepisami.

Stopień trudności biologicznej rekultywacji zwałowisk górnictwa odkrywkowego węgla brunatnego determinuje wiele czynników. Stopień ten zależy od tego, jaki rodzaj utworu

buduje wierzchnią warstwę zwałowiska i gdzie on występuje (zbocze, wierzchowina). Najwyższy stopień trudności biologicznej rekultywacji spotykamy na utworach toksycznie kwaśnych.

Wielkoobszarowe występowanie utworów toksycznych kwaśnych ma często miejsce na zwałowiskach rejonu Turoszowa. Obiekty te bowiem budują trzeciorzędowe silnie zawęglone iły kaolinowe. Obok niskiego pH są one znacznie zagęszczone, co nie sprzyja szybkiej adaptacji wprowadzanych sadzonek. W ramach rekultywacji te negatywne cechy łagodzi odpowiednia dawka wapna oraz zabiegi uprawne (kultywator, brona talerzowa).

Utwory toksycznie kwaśne na powierzchni zwałowisk górnictwa odkrywkowego węgla brunatnego występują wtedy, kiedy nie jest stosowana selektywna gospodarka nadkładem albo w przypadku, gdy w nadkładzie grunty toksyczne występują w zdecydowanej przewadze.

Obok toksyczności dużym utrudnieniem biologicznej rekultywacji jest, jak już wspomniano, silne zagęszczenie utworów i związana z tym zła aeracja gruntów oraz mała ilość wody dostępnej dla roślin.

Ponadto obok wcześniej wymienionych cech utrudniających wzrost i rozwój roślinności do kolejnych istotnych czynników siedliskowych można zaliczyć skład mechaniczny utworu, stopień nachylenia i ekspozycję.

1) Rekultywacja realizowana dla leśnego zagospodarowania

Tok zabiegów w ramach rekultywacji realizowanej dla leśnego zagospodarowania najczęściej obejmuje [19]:

na utworach toksycznie kwaśnych

np. na zboczach zwałowiska Kopalni Turów:

- neutralizację,
- podstawowe nawożenie mineralne,
- siew nasion mieszanki traw i motylkowatych (pełniących też rolę testu biologicznego),
- siew uzupełniający nasion mieszanki,
- wprowadzenie sadzonek drzew i krzewów,
- uzupełniające nawożenie mineralne.

na nietoksycznych utworach

na zboczach zwałowiska zewnętrznego Kop. Bełchatów

(od 1987 r.):

- wprowadzenie roślinności zielonej metodą awiohydroobsiewu,
- wprowadzenie roślinności drzewiastej,
- nawożenie mineralne podstawowe i uzupełniające.

Zestaw czynności realizowanych w ramach biologicznej rekultywacji zboczy zwałowiska zewnętrznego odkrywki Bogdałów kopalni węgla brunatnego Adamów w Turku obejmował:

1. Wskazania dla prac agrotechnicznych, w tym wykonanie spulchnienia gruntu (np. kultywatorem) na przeznaczonym do odbudowy biologicznej zboczu.
2. Nawożenie mineralne podstawowe.
3. Sadzenie drzew i krzewów.
4. Nawożenie mineralne uzupełniające azotowe.

Zalesienia zboczy zwałowisk przy Kopalniach Adamów, Turów i Bełchatów można scharakteryzować, ogólnie rzecz biorąc, w następujący sposób. Na zboczach zwałowiska zewnętrznego Kopalni Adamów występuje zbiorowisko, w którym obok olszy

czarnej i olszy szarej oraz robinii akacjowej rosną w 20% domieszce gatunki docelowe, takie jak: modrzew europejski, dąb czerwony, jawor i topola.

Na zwałowiskach w Turoszowie rekultywowanych w latach 60 udział gatunków docelowych jest niewielki. Po 1970 roku wprowadzono tam obok brzozy brodawkowatej, olszy czarnej i olszy szarej następujące gatunki: dąb czerwony, modrzew europejski, jesion wyniosły, jawor i inne. Podobnie jak to miało miejsce w przypadku wcześniej opisanym, również i tu drzewostany wymagają zabiegów pielęgnacyjnych i częściowej przebudowy.

Na zwałowisku zewnętrznym w Bełchatowie olsze i robinia akacjowa stanowią około 40% udziału, resztę przeznaczono pod gatunki docelowe. Nie chodzi bowiem o fakt wprowadzania wyłącznie gatunków fitomelioracyjnych czy docelowych, lecz o racjonalnie dobrane wielogatunkowe składy, w których zapewniamy dynamiczny wzrost gatunków produkcyjnych. Dynamika ich wzrostu oraz skracanie czasu osiągnięcia pełnego zwarcia nasadzeń jest podstawowym celem rekultywacji leśnej. W takich warunkach roślinność drzewiasta silnie oddziałuje na grunt zwałowiskowy prowadząc możliwie jak najszybciej do powstawania warstwy próchnicy, stanowiącej podstawę bazy pokarmowo-wodnej roślinności.

2) Rekultywacja rolna

Rekultywacja rolna realizowana jest na skalę wdrożeniową [19] na zwałowiskach wewnętrznych w Zagłębiu Konińskim. Sprzyja temu wiele czynników, w tym: budowanie zwałowisk

metodą podsiępną oraz przewaga na ich powierzchni utworów IV-rzędowych o składzie mechanicznym glin lekkich lub średnich. Są one potencjalnie żyzne, zasobne w potas, magnez i wapń, natomiast ubogie w fosfor i azot. Charakteryzuje je lekko zasadowy odczyn, korzystny do uprawy roślin zbożowych. Po zakończeniu budowy zwałowiska, w okresie pierwszych kilku lat grunty takie osiadają i pęcznieją, stąd może dochodzić do "podrywania" systemów korzeniowych. Ponadto utwory gliniaste i ilaste w początkowym okresie mają zbyt duże zagęszczenie (małą porowatość), co jest przyczyną ich małej areacji. Te, opisane już wcześniej, negatywne cechy w trakcie kilkuletniej uprawy usuwa się poprzez odpowiednie zabiegi agrotechniczne.

10. WNIOSKI

1. Zanieczyszczenie urobku węglowego w polskich kopalniach węgla kamiennego jest bardzo zróżnicowane, wynosi średnio około 40% i wykazuje tendencję zwyżkową. Prawie cały kamień z robót dołowych wydobywany jest na powierzchnię, a potem w niewielkim stopniu wykorzystywany do podsadzania wyrobisk. Pomimo istotnego wykorzystania do robót inżynierskich na powierzchni, kubatura wszystkich zwałowisk rośnie i aktualnie szacuje się ją na około 355 mln m³.
2. Sytuacja ekologiczna w Górnośląskim Okręgu Przemysłowym jest tak poważna, że nie można dopuścić do dalszej degradacji środowiska naturalnego. Nie wystarcza już likwidacja skutków. Niezbędna jest eliminacja przyczyn. W związku z tym:
 - wszystkie maszyny urabiające należy wyposażyć w czujniki węgiel-skała, dzięki czemu uniknie się niepotrzebnego urabiania skał otaczających węgiel,
 - należy tworzyć nowe technologie i systemy mechanizacyjne umożliwiające małodopadowe wybieranie węgla,
 - selekcja skały płonnej od węgla powinna odbywać się na dole kopalni, a nie jak dotychczas na powierzchni. W ten sposób skała płonna będzie szybko zwracana do pustek poeksploata-

cyjnych, co ma bardzo istotne znaczenie w aspekcie zaciskania zrobów,

- nie należy wybierać cienkich pokładów z przybierką stropu lub spągu bez zastosowania wybierania selektywnego.

3. Dokonany bilans pustych przestrzeni w podziemiach kopalń węgla kamiennego w Polsce, wynikających z robót udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych, które mogą być wykorzystane do celów lokowania odpadów górniczych i energetycznych, pozwala na oszacowanie ich na ok. 145 mln m³. Decydujący udział mają tu wyrobiska eksploatacyjne, które stanowią 96% wszystkich pustek poeksploatacyjnych. W 99% tworzą je pustki po eksploatacji ścian poziomych i nachylonych do 35°.
4. Praktyczne doświadczenia wykazały, że prawie wszystkie odpady górnicze z produkcji bieżącej, odpady energetyczne i produkty z Zakładów HALDEX (eksploatujące hałdy) mogą być wykorzystane jako materiał podszkory. Brak jest aktualnie uniwersalnej technologii lokowania odpadów, a wybór technologii najefektywniejszej z dotychczas stosowanych będzie możliwy dopiero po przeprowadzeniu analizy ekonomicznej i korzyści ekologicznych.
5. Jest trywialne, że system transportowy odpadów górniczych i energetycznych zależy od ich rodzaju. Oprócz stosowanego powszechnie hydro- i pneumatycznego transportu poszukuje się nowych rozwiązań transportu uprzednio granulowanych odpadów pyłowych, dymnicowych i drobnoziarnistych. Analizy ekonomicznej wymaga rozpowszechniany przenośnik z taśmą rurową.

6. Kamień uzyskiwany z selekcji prowadzonej na dole kopalni powinien być lokowany w pustkach poeksploatacyjnych wyrobisk ścianowych o zmienionej funkcji. Część wyrobisk ścianowych powinna zostać przeznaczona do lokowania kamienia uzyskanego z eksploatacji wszystkich wyrobisk danej kopalni. W tych właśnie wyrobiskach technologia i technika lokowania odpadów muszą decydować o pracy tych kompleksów, czyli muszą być ważniejsze od wybierania węgla. Ta zmiana priorytetu w wybranych wyrobiskach przyczyni się do zwiększenia efektywności i skuteczności lokowania odpadów.
7. Konstrukcja i budowa maszyn do lokowania odpadów stałych i wyrzutników kamienia projektowanych dla wyrobisk ścianowych i korytarzowych jest uwarunkowana technologią wybierania węgla i lokowania kamienia w tych wyrobiskach. Zastosowanie wybranej technologii lokowania nie tylko ogranicza zastosowanie niektórych rozwiązań, ale wymusza niektóre parametry techniczne maszyn lokujących.
8. Działalności kompleksów paliwowo-energetycznych opartych na węglu brunatnym towarzyszy przemieszczanie i lokowanie olbrzymich mas nadkładu i odpadów z elektrowni. Dotychczas zwałowano ponad 4.5 mld m³ nadkładu i przemieszczono 200 mln ton popiołu lotnego. W ostatniej dekadzie wykorzystanie ich do celów przemysłowych i rolniczych kształtowało się na poziomie 0.5 mln m³/rok (roczne wydobycie nadkładu wynosi aktualnie 144 mln m³/rok, a wypad popiołów z elektrowni 12 mln m³/rok). Występująca recesja sprawia, że w ostatnim roku zapotrzebowanie na ww. surowce znacznie spadło.

9. Przyczyną niskiego wykorzystania odpadów górniczych i energetycznych w przemyśle i rolnictwie jest m.in. brak odpowiedniej bazy maszynowej:

- przeróbczej, tzn. zakładów uzdatniania surowców towarzyszących i popiołów lotnych,
- transportowej, głównie w odniesieniu do odbioru i przewozu popiołów lotnych z elektrowni.

10. Niski stopień wykorzystania odpadów górniczych i elektrownianych oraz ograniczone ich możliwości lokowania na składowiskach przejściowych (o łącznej kubaturze - 50 mln m³) sprawiają, że większość nadkładu i popiołów lotnych z powrotem wraca do wyeksploatowanych wyrobisk kopalnianych albo lokowana jest na zwałowiskach zewnętrznych.

11. Zastosowanie nowej technologii eksploatacji kopalń, technologii bezpośredniego przerzutu przy użyciu tzw. gąsienicowych urządzeń przerzutowo-zwałujących GUPZ [49] pozwoliłoby na selektywne przemieszczanie urobionych mas nadkładowych drogą najkrótszą z miejsca jego urabiania do miejsca jego zwałowania, tj. ponad wyrobiskiem, gdzie następuje eksploatacja odkrytej kopaliny. Takie zwałowanie ułatwiłoby z kolei wtórną eksploatację jednolitych składowisk surowców nadkładowych na cele przemysłu i rolnictwa. Stosowanie tej technologii ograniczone jest jednak następującymi warunkami:

- geologiczno-górnictwami zalegania złoża,
- dotychczasowymi sposobami eksploatacji złóż,
- dysponowaniem specjalistycznymi układami maszynowymi dostosowanymi do techniki przerzutowej.

12. Górnictwo węgla brunatnego w ciągu ostatnich 40 lat zajęło w sumie 20 tys. ha gruntów. Dotychczas 6 tys. ha objęto rekultywacją, reszta natomiast nadal zajęta jest pod działalność przemysłową. Na obszarze tym znajdują się wyrobiska kopalniane (tablica 8.5) o łącznej kubaturze ponad 3 mld m³, która do momentu zakończenia eksploatacji kopalń wzrośnie do 5 mld m³. Pojawia się wobec tego problem rekultywacji tak dużych obszarów nieużytków poprzemysłowych.

LITERATURA

- [1] Affre R.: La nouvelle station d'embouage du puits Couriot. Charbon de France 1/1967.
- [2] Barth W.: Pneumatische Förderung. Fortschritte der Verfahrenstechnik, CIT-26, 1954.
- [3] Buchgolec W.P., Zołotariew G.M.: Kombinowany transport hydropneumatyczny materiału podsadzkowego. Przegląd Górniczy 5/1980.
- [4] Chrzastek R., Michalik B., Barłos F.: Doświadczenia w stosowaniu centralnej emulgatorowni wraz z urządzeniami do automatycznego wytwarzania emulsji oraz transportu emulsji na dole w kopalni Sośnica. Wiad. Górnicze 10/1986.
- [5] Chudek M., Głuch P., Szczepaniak Z.: Drażenie wyrobisk korytarzowych. Skrypt Pol. Śl. Nr 1227, Gliwice 1985.
- [6] Ciuk E.: Możliwości udokumentowania nowych zasobów węgla brunatnego w Polsce i warunki ich zagospodarowania. Konin 1987, Materiały konferencyjne.
- [7] Dłużewski E.: Przemysłowe zastosowanie popiołów lotnych w postaci ich wodnej zawiesiny "emulgatu" w KWK Gen. Zawadzki. Wiad. Górnicze 5-6/1984.

- [8] Epifancew Ju.K., Manzula I.T., Kurcenko E.P.: Nowoje w prowadzeniu podgotowitielnych wyrabotok. Ugol 9/1983.
- [9] Fryczkowski E.: Górnictwo ogólne. Wyd." Śląsk", Katowice 1971.
- [10] Gałęczka S. i inni: System ścianowy z podsadzką pneumatyczną pyłem lotnym. Wiad. Górnicze 8/1985.
- [11] Gałęczka S. i inni: Dotychczasowe wyniki podsadzania ścian pyłami lotnymi według systemu "Bolesław Śmiały". Wiad. Górnicze 9/1987.
- [12] Gałęczka S., Skupnik K.: Osiągnięcia w zakresie zagospodarowania odpadów elektrownianych w kopalni węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 9/1989.
- [13] Gasterstödtt J.: Pniewmaticzeskij transport. OGT Prombiuro WSNM, 1972.
- [14] Jureczko J.: Wykorzystanie wyrobisk górniczych do hydraulicznego lokowania szlamów podsadzkowych. Ochrona Terenów Górniczych 49/1979.
- [15] Kaniok K.: Badania własności materiałów wiążących z pyłów dymnicowych i odpadów płynnych kompleksowej przeróbki karnalitu w aspekcie ich przydatności do celów podsadzkowych. Górnicze Surowce Chemiczne - Biul. Inf. 4/2-1968.
- [16] Korzuch E.: Utylizacja odpadów kopalnianych na przykładzie kopalń ROW w ostatnim dziesięcioleciu. Budownictwo Węglowe - Projekty - Problemy, 9/1983.
- [17] Krajewski K.: Sposób masowego składowania popiołów lotnych (pyłów dymnicowych) na dole kop. Bobrek. Wiad. Górnicze 5-6/1985.

- [18] Krysik M.: Zastosowanie materiałów odpadowych do podsadzania.
- [19] Krzaklewski W.: Leśna rekultywacja i biologiczne zagospodarowanie nieużytków przemysłowych. Skrypt Akademii Rolniczej, Kraków 1988.
- [20] Loos W.F., Samusew W.F., Sudarikow E.A.: Razrabotka tonkich plastow kompleksom OKP-70 na szachtie "Stiepnaja". Ugol 1/1986.
- [21] Łojas J., Krysik M.: Wykorzystanie łupku haldexowskiego w nowych technologiach wybierania grubych pokładów węgla.
- [22] Machnik M.: Rola węgla brunatnego w uprawie i nawożeniu roślin. Konin 1987, Materiały konferencyjne.
- [23] Motriuk T.G., Fabian G.: Zagospodarowanie odpadów górniczych w kopalni Bytom. Wiad. Górnicze 7-8/1973.
- [24] Maciejasz Z., Ropski S., Mazurkiewicz M.: Możliwości wykorzystania popiołów jako materiału podsadzkowego w górnictwie podziemnym. Wiad. Górnicze 1/1973.
- [25] Magnuson M.O., Maleczka W.T.: Utylization of Fly Ash Remonte Filling of Mine Voids. Bergbau of Mines. Rap. Inwest. 8488/1970.
- [26] Materiały z Konferencji Technicznej pt. "Zastosowanie popiołów elektrownianych w wyrobiskach górniczych jako materiału podsadzkowego", Łaziska Górne 1988.
- [27] Matyszczak S., Czekaj A.: Wykorzystanie popiołów lotnych do podsadzania podziemnych pustek. Wiad. Górnicze 10/1976.

- [28] Murphy E.M., Magnuson M.O., Suder P. : Nagays Use of Fly Ash for Remonte Filling of Undreground cavities and Passageways. Bergbau of Mines. Rap. Inwest. 7214/1968.
- [29] Mustafaew R.B., Muchin N.A., Rajskij W.W.: Geomechaniczeskije osobiennosti poddierżanija spariennyh wyrabotok. Ugol 1/1986.
- [30] Palarski J.: Hydrotransport. WNT, Warszawa 1982.
- [31] Pańków A., Roykiewicz J., Ogonowski Z., Niewiadomski D. Sojka K.: Wykonanie prototypu doświadczalnego czujnika węgiel - skała. OBR EMAG, Katowice 1990.
- [32] Pańków A., Roykiewicz ., Ogonowski Z., Sojka K., Paluch K.: Sprawozdanie z badań laboratoryjnych i stanowiskowych prototypu doświadczalnego czujnika węgiel - skała. OBR EMAG, Katowice 1990.
- [33] Pańków A., Sikora W., Sobczyk J.: Techniczne problemy automatyzacji kombajnowych kompleksów ścianowych. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, 1984, nr 3.
- [34] Polewka J., Mnocky H.: Praktyczne zastosowanie i efekt stosowania łupku węglowego w podsadzce hydraulicznej kopalni Szombierki. Wiad. Górnicze 10/1989.
- [35] Popek M.: Nova technologia zaplavovania v Handlovskich uholnych Baniach. Uhli 11/1966.
- [36] Popow Ju.P.: Selektiwnaja wyjemka ugla i porody pri prowadienii gornych wyrabotok. Ugol 7/1981.
- [37] Program rozwoju przemysłu węgla brunatnego w latach 1986-2000 i kierunkowo do roku 2020. Ogólnokrajowe Gwarectwo Węgla Brunatnego, Wrocław 1986.

- [38] Rappen A.: Schlauchgurtförderer: Umweltfreundliche Alternative. Förder und Heben 5/1990.
- [39] Reisner G.: Entwicklung eines optischen Sensorsystems zur Erkennung der Grenzschicht Kohle - Nebengestein. Glueckauf-Forschungshefte H.4/1989.
- [40] Rychły J.: Zagadnienie ekonomicznego wdrażania do przemysłu technologii wytlewania węgla brunatnych. Konin 1987, Materiały konferencyjne.
- [41] Smołydyriew J.: Gidro- i pniewotransport. Metalurgia, Moskwa 1975.
- [42] Spies K: Możliwości technicznego rozwoju i międzynarodowego marketingu w przemyśle maszyn górniczych. Seminarium IMG POL. Śl., Gliwice 1990.
- [43] Spies K.: Nowa metoda drażenia chodników na dużych głębokościach . Międzynarodowe Seminarium "Nowe maszyny górnicze oraz nowe technologie dla kopalń głębokich", Wisła - Jawornik 1987.
- [44] Surman T., Talger A.: Lokowanie popiołów lotnych na dole kopalni Brzeszcze. Wiad. Górnicze 8/1985.
- [45] Szymiczek H., Widera A., Krajczok R.: Doświadczenia w stosowaniu podsadzki suchej w kopalni Rydułtowy. Wiad. Górnicze 2-3/1988.
- [46] Wystorop W.W., Zarja A.W.: Technologie rozdzielnej wyjemki ugiela i przysiekajemych poród s ich zakładkoj. Ugoł Ukrainy 10/1985.

- [47] Wahruszew L.K.: Wozmożnost primienienija pylewignych zoł TEC dla prigotowlenija twierdojuszczzej zakładki. Gornyj Zurnał 6/1970.
- [48] Weber M.: Strömungs Fördertechnik. Karlsruhe 1973.
- [49] Wocka N.: Koncepcja zastosowania techniki bezpośredniego przerzutu nadkładu do wyrobiska poeksploatacyjnego urządzeniem typu GUPZ. Konferencja Nauk.-Techn. 40 lat KWB "Turów", Bogatynia 1987.
- [50] Zurawski P.: Oczyszczanie ścieków i unieszkodliwianie odpadów przemysłowych. Prace Naukowe Instytutu Ochrony Środowiska, Pol. Wrocław.nr 32.

LOKOWANIE ODPADÓW GÓRNICZYCH I ELEKTROWNIANYCH W KOPALNIACH

S t r e s z c z e n i e

Praca podejmuje ważne zagadnienie z dziedziny ekologii i górnictwa. Chodzi mianowicie o ochronę środowiska naturalnego przed stałymi odpadami górnictwymi. Zanieczyszczenie urobku węglowego w polskich kopalniach węgla kamiennego jest bardzo zróżnicowane; wynosi średnio około 40% i wykazuje tendencję zwyżkową. Prawie cały kamień z robót dołowych wydobywany jest na powierzchnię, a potem w niewielkim stopniu wykorzystywany do podsadzania wyrobisk. Pomimo istotnego wykorzystania do robót inżynierskich na powierzchni kubatura wszystkich zwałowisk rośnie i aktualnie szacuje się ją na około 350 mln m³. Dokonany przez Autorów bilans pustych przestrzeni w podziemiach kopalń węgla kamiennego w Polsce, wynikających z robót udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych, które mogą być wykorzystane do celów lokowania odpadów górnictwowych i elektrowniowych, pozwala na oszacowanie ich na około 150 mln m³. Decydujący udział, to znaczy około 95%, mają tu wyrobiska po eksploatacji ścian poziomych i nachylonych do 35°. Zasadnicza teza pracy została sformułowana w sposób następujący: "Część wyrobisk ścianowych należy przeznaczyć do lokowania skały płonnej. W tych właśnie wyrobiskach ścianowych technologia i technika lokowania odpadów stałych muszą decydować o pracy tych kompleksów. Innymi słowy, lokowanie kamienia w tych wyrobiskach musi być ważniejsze od wybierania węgla. W ten sposób zostanie zahamowane tworzenie nowych hałd". Jest to teza oryginalna pod względem naukowym.

Konstrukcja i budowa maszyn do lokowania odpadów stałych i wyrzutników kamienia projektowanych dla wyrobisk ścianowych i korytarzowych muszą być ściśle związana z technologią wybierania węgla i technologią lokowania kamienia w tych wyrobiskach. Zastosowanie takiej a nie innej technologii lokowania nie tylko ogranicza zastosowanie niektórych rozwiązań, ale wymusza nawet niektóre parametry techniczne maszyn lokujących. W pierwszym rzędzie należy więc określić warunki i parametry lokowania, takie jak:

- miejsce lokowania (pod, przed czy obok maszyny),
- wysokość i zasięg wyrzutu (zależny od usytuowania maszyny h_1 , kierunku wylotu β , prędkości wyrzutu v_w), przy czym w wyrobiskach podziemnych ze względu na ograniczoną przestrzeń najważniejszym parametrem nie będzie bezwzględny zasięg wyrzutu l_w , a maksymalna wysokość wyrzutu mierzona od spągu h_w oraz jej odległość od wyrzutnika l_h .

Po określeniu technologii oraz warunków lokowania można sprecyzować wymagania stawiane wyrzutnikom i maszynom lokującym, a dotyczące przede wszystkim następujących parametrów:

- wydajności, zsynchronizowanej z wydajnością dostawy, wymaganą wydajnością lokowania i wydajnością wybierania;
- rodzaju materiału lokowanego i jego granulacji;
- wysokości i zasięgu wyrzutu oraz możliwości zmiany i regulacji tych parametrów;
- mobilności wyrzutnika (możliwości i sposobu przemieszczania się wzdłuż frontu lokowania);
- rodzaju energii zasilającej i sposobu jej doprowadzenia;
- gabarytów i masy maszyn lokujących;
- współpracy ze ścianiową obudową zmechanizowaną, uwzględniającej zarówno sposób mocowania maszyny i osłonę przestrzeni roboczej, jak też - zależne od stosowanej technologii - przesuwanie sekcji obudowy ścianowej i kierowanie stropem;
- niezawodności i trwałości maszyn lokujących;
- kosztów maszyn i ich eksploatacji.

Po skonkretyzowaniu technologii i warunków lokowania oraz powyższych wymagań należy określić zasadę pracy maszyn lokujących i przystąpić do ich projektowania.

Przedstawione koncepcje maszyn lokujących kamień bezpośrednio na spąg w wyrobiskach ścianowych opierają się na założeniu uzyskania dużej wydajności lokowania, która pozwoli - przy stosowaniu technologii lokowania na całej długości ściany na określoną wysokość, bądź na części długości ściany - na utrzymanie dotychczasowego lub zbliżonego poziomu wydobycia węgla ze ściany.

Praktycznie praca ta może być wykorzystywana przez Wydziały Ochrony Środowiska Urzędów Górniczych (rozdziały 2, 3, 8 i 9) oraz przez kopalnie węgla kamiennego (rozdziały od 4 do 7) i brunatnego (rozdziały 3 i 9).

LOCATION OF WASTE MATERIAL FROM THE MINING INDUSTRY AND ELECTRIC POWER STATIONS

S u m m a r y

The aim of the work is to deal with important problems associated with the ecology and mining industry. Strictly speaking, the protection of the natural environment against solid mining waste material in the topic of the discussion in this paper. The impurities contained in the run-of-mine from the Polish collieries have a very differentiated character and their average amount of 40 per cent still shows a rising tendency. Nearly the entire amount of stone from the underground mining operations is brought out to the surface, followed by its utilization for backfilling purposes of underground workings, unfortunately, only to a very insignificant degree. Despite the substantial extent of using this material in the area of engineering work performed above ground, the cubic capacity of dumping grounds is constantly increasing. This capacity has been estimated to exist, nowadays, at an amount of 350 million cubic meters. The balance of empty spaces existing in the underground premises of Polish coal mines, made by the authors of this work, being the result of unproductive development, first working and mining operations, which spaces may be used for the location of waste material from the mining

industry and electric power stations, allows to evaluate their amount at a level of 150 million cubic meters. A decisive participation, i. e. about 95 per cent, can be ascribed to workings after the exploitation of horizontal longwall faces and of those inclined at an angle of up to 35 degrees. The basic thesis of this work has been formulated as follows: "Part of the longwall face workings should be assigned for the location of waste rock. In these very areas, the methods and techniques of solid waste material location must decide on the operation of the integrated mining systems. In other words, the location of stone in these workings must be given the priority to the coal mining activities. Having this in mind, the creation of new dumps will certainly be stopped". This is an original thesis from the scientific point of view.

The design and construction of machines for the location of solid waste material and of stone ejecting installations, designed for long-wall face workings and dog headings, must be strictly associated with the methods of coal mining and of stone location in these empty spaces. The application of such and such (and no other) method of stone location, does not only restrict the use of some solutions, but even forces the designers to accept some definite technical parameters of locating machines to be realized in practice. In this connection, the following conditions and parameters of location of this material must be determined:

- place of location (under, in front or near the machine)
- height and range of ejection (dependent on the position of the machine h_1 , direction of outlet β , speed of ejection v_w), in underground workings the most important parameter being the maximum

height of ejection, measured from the floor h_w and its distance from the ejecting machine l_n , and not the absolute range of ejection l_w , because of the limited area there.

After determination of the methods and conditions of location, it is possible to define the requirements put to the ejecting installations and locating machines, which are, first of all, associated with the following parameters:

- capacity, synchronized with the capacity of delivery, required capacity of location and mining productivity;
- type of located material and its grain size;
- height and range of ejection and possibility of changes and control of these parameters;
- mobility of the ejecting installation (possibility and method of displacement along the front of location);
- type of supplied energy and method of its delivery;
- overall dimensions and mass of locating machines;
- cooperation with the powered roof support, taking into account, both the method of fastening the machine and of protection of the working area, as well as - depending on the applied technology -
 - the method of support unit advance and of roof guidance;
- reliability and durability of locating machines;
- machine costs and their operation.

As soon as the method and conditions of location and the above mentioned requirements have been defined, the principles of operation of the locating machines should be determined, so that work on their design could be started.

The thus presented concepts of machines, directly locating the stone on the floor in longwall face workings, are basing on the assumption of reading a high locating capacity, which when using an appropriate location technique along the entire length of the longwall face on a definite height, or on a part of the face length - will allow to maintain the hitherto achieved coal mining production from the face or a similar one.

This practical work may be turned to account by the Department of Environmental Protection of the Mining Board (chapter 2, 3, 8 and 9) and by the hard coal (chapters from 4 to 7) as well as lignite mines (chapter 3 and 9).

РАЗМЕЩЕНИЕ ГОРНЫХ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ОТХОДОВ В ШАХТАХ

Резюме

Разработка поднимает важные вопросы из области экологии и горного дела, а именно, об охране среды от горных отходов. Зольность добычи в польских каменноугольных шахтах очень различна и в среднем составляет около 40% с возрастающей тенденцией. Почти вся порода с подземных работ выдается на гора и затем в не-большой степени используется в закладке. Несмотря на существенное использование в инженерных работах растет кубатура всех отвалов и в настоящее время ориентировочно составляет около 350 млн. м³. Выполненный Авторами баланс пустого пространства в каменноугольных шахтах в Польше как следствие подготовительных и эксплуатационных работ и которое может быть использовано для размещения горных и энергетических отходов рассчитывается ориентировочно на около 150 млн. м³. Решающая доля, т.е. ок. 95% приходится на выработки по горизонтальным и пологим, до 35°, лавам. Основной тезис разработки сформулирован следующим образом: "Часть эксплуатационных выработок следует предназначить для размещения пустой породы. Именно в этих выработках технология и техника размещения отходов должна решать о работе очистных комплексов. Другими словами, размещение породы должно быть более важным от добычи угля. Таким образом будет заторможено создание новых терриконов." Это с точки зрения науки оригинальный тезис.

Создание оборудования для размещения отходов и метатели породы проектированное для очистных забоев и капитальных выработок должна быть непосредственно увязана с технологией выемки угля и технологией размещения породы в этих выработках. Применение такой а не иной технологии не только ограничивает применение некоторых решений но даже вынуждает определенные параметры размещающего оборудования. Таким образом в первой очереди следует определить условия и параметры размещения, как:

- место размещения (под, перед или возле машины),
- высоту и дальность выброса (в зависимости от расположения машины, направления выброса, скорости выброса) при чем в подземных выработках из-за ограниченного пространства наиболее важным параметром не будет неукоснительная дальность выброса а его максимальная высота измеряемая от почвы и расстояние от метателя .

После определения технологии и условий размещения можно уточнить требования предъявляемые метательному и размещающему оборудованию. по следующим параметрам :

- производительности, в сочетании с производительностью поставки, требуемой производительностью размещения и производительностью выемки,
- высоте и дальности бросания а также возможности изменения и регулировки этих параметров,
- мобильности метателя (возможность и способ передвижения вдоль фронта размещения),

- виде энергии питания и способа подачи,
- габаритов и массы размещающего оборудования,
- взаимодействия с механизированной крепью, с учетом как способа крепления машины и ограждения рабочего пространства, так и - в зависимости от применяемой технологии - передвижки секций крепи и управление кровлей,
- надежности и ресурсов наработки оборудования,
- стоимости оборудования и его эксплуатации.

После конкретизации технологии и условий размещения а также в/у требований следует определить принцип работы размещающего оборудования и приступить к их проектированию.

Представленные концепции оборудования размещающего породу непосредственно на почву в лавях основываются на предпосылке достижения высокой производительности размещения, позволяющей - при применении технологии размещения на всей длине лавы на установленную высоту или же на участке лавы - на сохранение актуального или сближенного уровня добычи угля из лавы.

Практически данная разработка может быть использована в отделах охраны среды Госгортехнадзора (главы 2, 3 8 и 9) а также на шахтах каменного (главы 4 - 7) и бурого (главы 3 и 9) угля.

