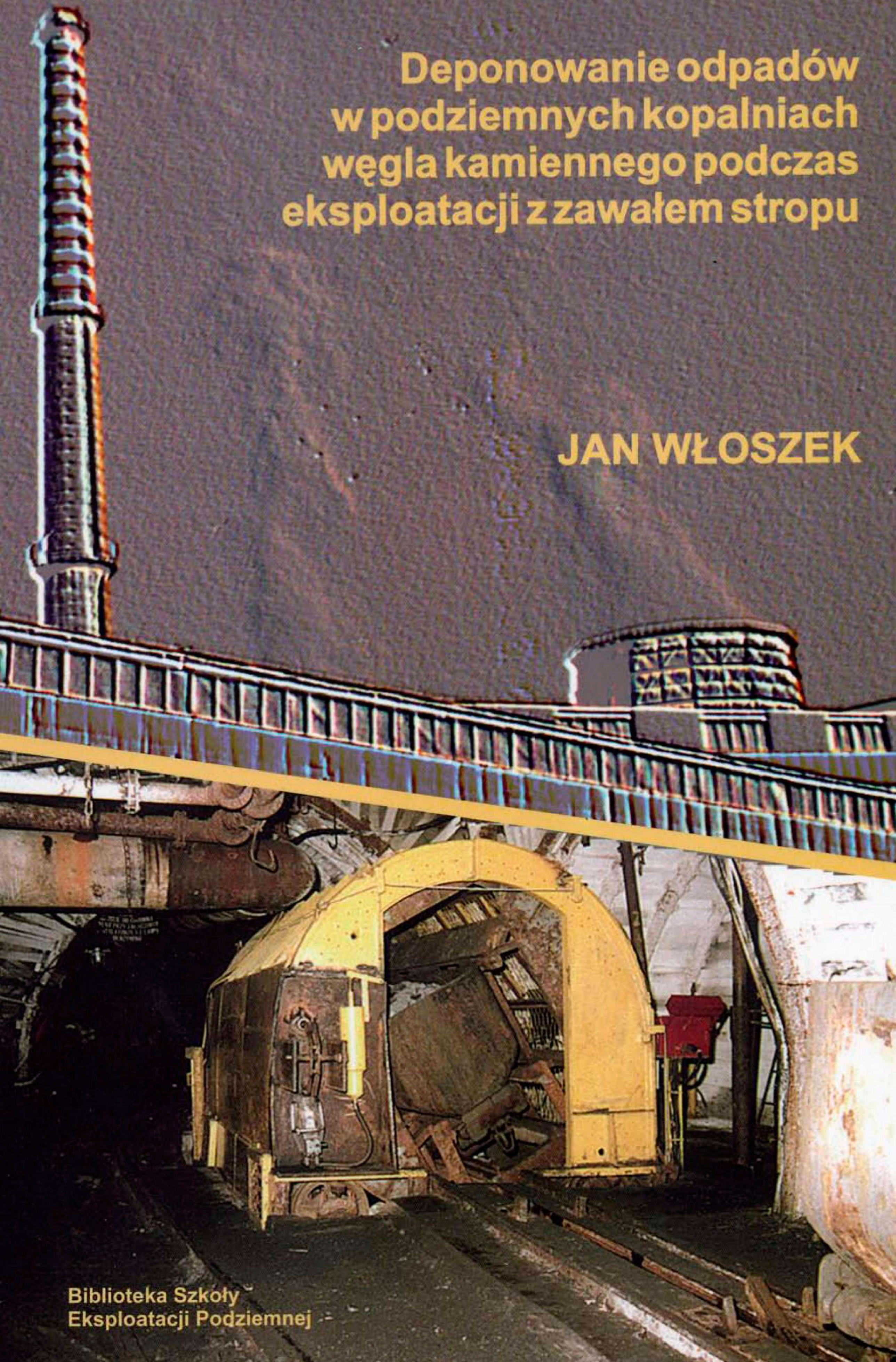
Deponowanie odpadów w podziemnych kopalniach węgla kamiennego podczas eksploatacji z zawałem stropu

JAN WŁOSZEK



Biblioteka Szkoły
Eksploatacji Podziemnej

Patron
Jubileuszowego wydania
Materiałów Konferencyjnych SEP
1992-2021

KGHM
POLSKA MIEDŹ

SZKOŁA EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ

JAN WŁOSZEK

DEPONOWANIE ODPADÓW W PODZIEMNYCH KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO PODCZAS EKSPLOATACJI Z ZAWAŁEM STROPU

Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej
SERIA Z PERLIKIEM Nr 5

Kraków, 2002

Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej
SERIA Z PERLIKIEM Nr 5

REDAKTOR BIBLIOTEKI
Jerzy KICKI

RECENZENT
Prof. dr hab. inż. Andrzej LISOWSKI

Organizatorzy Szkoły Eksploatacji Podziemnej

POLSKA AKADEMIA NAUK
Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią
Zakład Pozyskiwania Surowców Mineralnych

AKADEMIA GÓRNICZO–HUTNICZA
Katedra Górnictwa Podziemnego

OPRACOWANIE TECHNICZNE, SKŁAD KOMPUTEROWY, PROJEKT OKŁADKI
Agencja Wydawniczo-Konsultingowa „GEO" s.c.
30-133 Kraków, ul. J. Lea 160/16

ISBN: 83-914945-2-7

Nakład: 300 egz.

© Copyright for this edition by AWK "GEO" s.c., Kraków 2002

Objętość ark. wyd. 10,17; ark. druk. 14,0(x8)
Druk i oprawa: Drukarnia „PATRIA", 31-353 Kraków, ul. Wł. Żeleńskiego 29

Spis treści

1. Wstęp 5

1.1. Skala problemu odpadów 5

1.2. Odpady powstające podczas wydobywania i wzbogacania węgla kamiennego 6

2. Stosowane obecnie metody deponowania odpadów pod ziemią 9

3. Cel i metoda pracy 11

3.1. Cel pracy 11

3.2. Metoda pracy 11

4. Podsadzkowo-zawałowe technologie deponowania odpadów pod ziemią 12

4.1. Lokowanie odpadów w zrobach ścian zawałowych 13

4.1.1. Obudowa zmechanizowana specjalna podsadzkowo- zawałowa GLINIK17/34 Pz 14

4.1.2. Przenośnik do transportu i lokowania odpadów w ścianie 31

4.1.3. Zastosowanie technologii lokowania odpadów w zrobach zwałowych ściany - praktyczna weryfikacja rozwiązania 32

4.1.4. Doświadczenia uzyskane w trakcie eksploatacji ściany zwałowej z lokowaniem kamienia w zrobach 43

4.1.5. Określenie potencjalnych możliwości ściany z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych w zakresie wielkości wydobycia i lokowania kamienia. Optymalizacja pola ściany podsadzkowo-zawałowej 51

4.1.6. Wpływ lokowania kamienia w zrobach ściany zawałowej na powierzchnię i na zachowanie się górotworu 56

4.1.7. Eksploatacja ścian z podsadzkowo-zawałowym sposobem kierowania stropem . 64

4.2. Technologia lokowania kamienia w wyrobiskach korytarzowych wyłączonych z eksploatacji 70

4.3. Lokowanie kamienia w zrobach zawałowych ubierki w KWK Bolesław Śmiały 75

4.4. Koncepcja podsadzkowo-zawałowego systemu eksploatacji z hydraulicznym transportem materiału do zrobów 76

4.4.1. Przewidywane zachowanie się górotworu podczas eksploatacji ścianami podsadzkowo-zawałowymi z transportem hydraulicznym 81

4.4.2. Możliwości lokowania odpadów w ścianach podsadzkowo-zawałowych z transportem hydraulicznym 82

4.4.3. Koszty lokowania odpadów drobnofrakcyjnych w ścianach podsadzkowo-zawałowych 82

4.5. Koncepcja systemu filarowo-zabierkowego z lokowaniem odpadów powęglowych w zrobach 83
4.5.1. Ocena ekonomiczna rozwiązania 85
5. Wpływ deponowania odpadów pod ziemią na środowisko naturalne 86
6. Ocena ekonomiczna stosowanych rozwiązań technicznych 88
6.1. Koszty lokowania odpadów w zrobach ścian zawałowych i wyrobiskach wyłączonych z użytkowania ponoszone przy wykorzystaniu technologii opracowanych w KWK Piast... 89
7. Porównanie technologii podsadzkowo-zawałowych z innymi stosowanymi dotychczas metodami deponowania odpadów pod ziemią 92
8. Podsumowanie 97
9. Wykaz ważniejszych oznaczeń występujących w pracy 99
10. Wykaz ważniejszych określeń występujących w pracy 100
Literatura 101

1. Wstęp

Brak miejsca i ciągle rosnące koszty składowania odpadów na powierzchni implikują potrzebę poszukiwania nowych technologii i metod na zagospodarowanie odpadów w sposób bezpieczny dla środowiska naturalnego.

Bardzo atrakcyjnym miejscem mogącym pomieścić duże ilości odpadów są likwidowane wyrobiska górnicze i zroby poeksploatacyjne.

1.1. Skala problemu odpadów

Dla współczesnej cywilizacji technicznej odpady są bardzo istotnym problemem, ich powstawanie towarzyszy niemal każdej działalności ludzkiej.

W krajach wysoko uprzemysłowionych jak np. Japonia lub USA ilości powstających odpadów komunalnych są ogromne i wynoszą około 1000 kg rocznie w przeliczeniu na jednego mieszkańca.

W Polsce ilość ta jest mniejsza prawie o połowę, jednakże obserwuje się jej stały wzrost towarzyszący zmianom poziomu i sposobu życia społeczeństwa. Poza odpadami komunalnymi poważny problem stanowią odpady przemysłowe, a szczególnie górnicze i energetyczne.

W zależności od miejsca powstawania odpady można podzielić na: przemysłowe i komunalne, natomiast z uwagi na stan fizycznego skupienia na: stałe, ciekłe i gazowe.

Źródło, z którego pochodzą, decyduje o ich składzie i ewentualnych możliwościach wykorzystania.

Z reguły odpady przyczyniają się do zanieczyszczenia środowiska naturalnego i ograniczenia powierzchni, która może być użytkowana przez człowieka.

Narastający problem zagrożenia dla środowiska naturalnego przez wzrastającą ilość opadów został dostrzeżony i opisany w słynnym raporcie Sekretarza Generalnego ONZ U-Thanta w latach 60-tych i znalazł swoje odzwierciedlenie w kolejnych raportach Klubu Rzymskiego oraz w deklaracjach konferencji sztokholmskiej (The limits of growth, Stockholm - human environment) w 1972 roku i EKO szczytu, który miał miejsce w Rio de Janeiro w 1992 roku, a także ostatniej konferencji w Kioto.

Informacje o wzrastającej ciągle ilości odpadów i zagrożeniu, jakie niosą dla środowiska, oraz ich zgubnym wpływie na ludzkie zdrowie przyczyniły się do zmiany świadomości społeczeństw i powstania grup nacisku i partii zielonych, które wymuszają zmiany w dotychczasowej działalności przemysłowej, a także przyczyniają się do innego traktowania problemu odpadów składowanych beztrosko lub zanieczyszczających wody i atmosferę.

Zmiany te powodują powstawanie nowych uwarunkowań społecznych i ekonomicznych, a także przyczyniają się do powstawania nowych technologii, które mają na celu utylizację, powtórne wykorzystanie (recykling), biodegradację i ograniczanie ilości wytwarzanych odpadów (czystsza produkcja).

Inne spojrzenie na odpady powoduje, że mogą być one traktowane jako źródło cennych surowców [109].

Najprostszym sposobem odzyskiwania surowców z opadów komunalnych i przemysłowych jest ich wcześniejsze segregowanie w miejscu wytwarzania. Taki proces może być wstępnym przygotowaniem śmieci do dalszej utylizacji i znacznie upraszcza technologie odzysku surowców.

Obecnie odpady przemysłowe z lat ubiegłych, a szczególnie pochodzące ze wzbogacania rud metali są cennym surowcem - np. prowadzi się na szeroką skalę powtórne wzbogacanie odpadów z kopalń złota (w RPA) oraz rud cynku i ołowiu.

Zmiana poziomu techniki i kryteriów ekonomicznych uczyniły takie działania celowymi i opłacalnymi.

Należy jednak podkreślić, że prawie zawsze przetwarzanie odpadów wiąże się z odzyskiwaniem surowców i powstawaniem nowych odpadów. Co prawda ilość nowych odpadów jest mniejsza od pierwotnej poddawanej przetwórstwu, jednakże znowu powstają odpady i nadal istnieje problem ich utylizacji.

Wykorzystanie lub unieszkodliwienie odpadów, ich magazynowanie albo zwałowanie to bardzo obszerne zagadnienie, które staje się coraz ważniejsze i któremu poświęca się wiele uwagi [2, 33, 34, 47, 74].

Sposoby pozbywania się lub zagospodarowywania kłopotliwych resztek poprodukcyjnych i śmieci są bardzo różne i zależą od ich stanu skupienia, postaci, w jakiej występują, stopnia rozproszenia, szkodliwości dla środowiska naturalnego, możliwości technicznych i finansowych.

Działania mające na celu ograniczenie wpływu odpadów na środowisko najczęściej polegają na ich rozpraszaniu do stężeń uznawanych za bezpieczne lub magazynowaniu na niewielkim obszarze i izolowaniu od środowiska, rzadziej występuje przetwarzanie i odzysk surowców. Zwiększenie się populacji ludzkiej, rozwój przemysłu i powstawanie nowych materiałów doprowadziły do sytuacji, w której przyroda nie jest sama w stanie uporać się z rosnącą ilością odpadów. Istnieje zatem konieczność pilnego poszukiwania nowych rozwiązań dla ich składowania i utylizacji.

Istnieje możliwość lokowania znacznych ilości odpadów stałych w pustkach poeksploatacyjnych, powstających podczas eksploatacji kopalin [12, 20, 22, 28, 48].

1.2. Odpady powstające podczas wydobywania i wzbogacania węgla kamiennego

Wymienione wcześniej czynniki determinują również sposoby zagospodarowania odpadów powstających podczas wydobywania i wzbogacania węgla.

Eksploatacji węgla kamiennego towarzyszy wydobywanie pewnych ilości skały płonnej. Skała ta pochodzi z drążonych wyrobisk udostępniających oraz z przybierek stropów i spągów podczas drążenia i utrzymywania wyrobisk przygotowawczych w pokładach lub pochodzi z przerostów występujących w węglach itp.

Rocznie z polskich kopalń węgla kamiennego wydobywa się około 50 mln ton odpadów stałych [38, 79], które są uciążliwe dla środowiska.

W ostatnich latach zauważa się spadek ilości wydobywanego kamienia, co jest związane z ogólnym spadkiem wydobycia węgla, jednakże uwarunkowania rynkowe powodują, że w tym samym czasie wzrasta ilość odpadów pochodzących ze wzbogacania węgla, a szczególnie miałów energetycznych.

W 1993 roku odpady pochodzące ze wzbogacania i odsiarczania węgla stanowiły 85,1% ich ogólnej ilości [27] i były to odpady trudne do zagospodarowania.

Częściowo skała płona jest wykorzystywana do wytwarzania kruszywa budowlanego i niwelacji terenów objętych działalnością górniczą, budowy nasypów i obwałowań rzek itp. oraz jako materiał posadzkowy. Jednakże ilości kamienia wykorzystywanego do tych celów nie są zbyt duże w stosunku do skali problemu, co obrazują dane zawarte w tabeli 1 [79], dlatego też większość skały nadal lokuje się na zwałowiskach na powierzchni [109, 110].

Tabela 1. Gospodarka odpadami górniczymi w kopalniach węgla kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w latach 1990-1995 [79]

Lp.	Lata/min Mg	1990	1991	1992	1993	1994	1995
1	Przychód odpadów własnych	58,0	53,6	49,9	49,8	49,9	54,0
2	Zagospodarowanie przemysłowe:	8,4	6,8	5,7	6,0	5,6	5,9
3	- pozostawione na dole	1,4	1,3	0,4	0,5	0,7	0,5
4	- w podsadzce	4,6	4,6	4,2	4,5	3,8	4,0
5	- odzysk kopaliny	2,3	0,6	0,6	0,6	0,5	0,6
6	- do produkcji materiałów budowlanych	0,1	0,3	0,1	0,02	0,3	0,2
7	Zagospodarowanie nieprzemysłowe:	5,2	6,6	7,2	8,1	9,8	11,4
8	- do robót inżynieryjnych	2,9	4,9	5,7	6,5	7,8	8,6
9	- przez innych odbiorców	2,3	1,7	1,5	1,6	2,0	2,8
10	Deponowanie w środowisku:	44,4	40,2	37,0	35,6	34,5	36,6
11	- niwelacja terenu	12,2	10,3	13,3	14,0	9,8	8,5
12	- wywóz na centralne zwałowiska	8,8	8,3	6,7	5,5	6,6	7,9
13	- zwałowiska własne	23,4	21,6	17,0	16,0	18,1	20,2
14	- zagospodarowanie odpadów obcych w wyrobiskach podziemnych – głównie pyły elektrowniane	-	2,6	3,0	3,1	3,6	4,0

Pokłady węgla otaczają skały osadowe o różnym uziarnieniu i składzie. Najczęściej są to piaskowce o spoiwie ilastym, rzadziej żelazistym lub wapiennym, łupki ilaste o różnej zawartości piasku, mułowce, sporadycznie skały o większym stopniu zmetamorfizowania, np. piaskowce kwarcytowe.

Skały te zawierają pewien procent soli (od 0,3 do 1%) i dosyć łatwo ulegają wietrzeniu i rozmywaniu [64, 70].

Odpady kopalniane zawierają takie właśnie skały o różnym stopniu rozdrobnienia od 0 mm do dużych brył, ponadto odpady z zakładów wzbogacania miałów zawierają pewien procent węgla (nawet do 20%) i pirytu, co czyni je skłonnymi do samozapalenia. Szczególnie dotyczy

to odpadów z zakładów odsiarczania miałów, w których zawartość siarki dochodzi do kilkunastu procent (może przekraczać 13%).

Sposób oddzielania skał od węgla, które najczęściej odbywa się w zakładzie wzbogacania, powoduje, że odpady są częściowo rozdzielone na frakcje ziarnowe i w różnym stopniu zawodnione. Ze względu na swoje własności fizyko-chemiczne są one niechętnie lub wręcz nie mogą być stosowane do celów budowlanych, a składowane na zwałowiskach są źródłem skażenia środowiska.

Hałdy, zwłaszcza stare, usypane w stożki, często się palą wskutek samozapłonu węgla i pirytu i zanieczyszczają atmosferę, dodatkowo opady atmosferyczne ługują zawartą w nich sól, która zanieczyszcza grunt i cieki wodne. Ponadto hałdy są źródłem zapylenia powietrza, a zachodzące reakcje utleniania i bakteryjnego rozkładu pirytu powodują powstanie kwasu siarkowego przenikającego do wód i gleby [9, 83].

Rekultywacja hałd i zwałowisk również jest problemem bardzo trudnym i kosztownym [8, 21, 70]. Ich palenie się i lasowanie oraz zawartość soli powoduje, że nawet po przykryciu humusem trudno jest takie tereny zrekultywować i zadrzewić, a proces przywracania gruntów rolnictwu lub przyrodzie jest długotrwały.

Obecnie badane są procesy naturalnej sukcesji roślinnej, która powoduje odtwarzanie się gleby i może ułatwić proces rekultywacji zwałowisk. Prowadzi się próby wykorzystania mułów poflotacyjnych do wytworzenia sztucznej gleby na terenach zdegradowanych działalnością przemysłową [2, 111]. Najkorzystniejsze dla środowiska naturalnego jest lokowanie odpadów pod ziemią w powstających pustkach poeksploatacyjnych, gdyż unika się wtedy wielu problemów sozotechnicznych, a jednocześnie działanie takie przyczynia się do ograniczenia wpływu eksploatacji na powierzchnię.

Realizacja idei polegającej na lokowaniu pod ziemią całej skały odpadowej wymaga jednak pokonania szeregu barier ekonomicznych, technicznych [53, 82, 88, 89, 96] i zmiany mentalności społeczeństwa.

Powszechne stosowanie lokowania odpadów pod ziemią i dążenie do całkowitego zagospodarowania odpadów kopalnianych, a nawet pochodzących z innych źródeł, wiąże się z koniecznością transportowania pod ziemię około 50 do 60 mln ton odpadów rocznie. W praktyce oznacza to konieczność wybudowania ciągów transportowych o wydajnościach osiąganych przez układy transportowe stosowane obecnie do wydobywania węgla, czyli niemalże wybudowania kopalń „działających w odwrotnym kierunku".

Znamienne jest, że nie można pod ziemią lokować odpadów bez wykonywania pustek czyli bez prowadzenia eksploatacji.

Nie bez znaczenia jest fakt, że wypełnianie pustek wiąże się z ograniczeniem wypływu metanu do wyrobisk, zabezpiecza również przed pożarami endogenicznymi w zrobach, a także obniża temperaturę w rejonach kopalni, w których prowadzone są ściany z podsadzką.

Ograniczenie zagrożenia tąpaniami prawdopodobnie również ma miejsce, lecz nie zostało potwierdzone naukowo [36].

Można się spodziewać, że brak miejsca na zwałowiskach odpadów przemysłowych i komunalnych spowoduje nacisk na rozwój technologii lokowania odpadów pod ziemią i uczyni te działania opłacalnymi finansowo [3, 9, 60, 61].

Podstawę prawną do rozwiązania problemu zagospodarowania odpadów pod ziemią z korzyścią dla środowiska stanowią Prawo Geologiczne i Górnicze [72] oraz ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 roku o odpadach (Dz. U. Nr 62 z 2001 r.).

2. Stosowane obecnie metody deponowania odpadów pod ziemią

Obecnie stosowane są różne metody mające na celu zużywanie odpadowej skały płonej do wypełniania pustek poeksploatacyjnych.

Skałę wykorzystuje się jako samoistny materiał podsadzkowy lub dodaje się do innych materiałów [1, 4, 10, 15, 27, 39, 104].

Takie działanie ma na celu utylizację kamienia odpadowego oraz ograniczenie ilości piasku podsadzkowego w przypadku stosowania tradycyjnej podsadzki hydraulicznej i w konsekwencji wpływa na obniżenie kosztów podsadzania, jak również przyczynia się do poprawy ochrony środowiska [94].

Skała odpadowa używana jako materiał podsadzkowy musi spełniać szereg wymagań określonych w normie PN-93/G-11010 pt.: „Materiały do podsadzki hydraulicznej - wymagania". Wymagania te dotyczą rozmywalności, czasu sedymentacji, toksyczności itp. W zakresie podsadzki pneumatycznej brak jest jakichkolwiek aktów normatywnych, w związku z tym wykorzystuje się dane z różnych źródeł, a głównie z praktyki przemysłowej [1, 67] oraz wymagania normy PN-93/G-11010.

Przydatność materiałów do podsadzki uzupełnia się badaniami określającymi wymywalność składników, radiację naturalną, pożądane jest uzyskanie opinii służb sanitarnych dla wykluczenia szkodliwości stosowania materiałów dla załóg górniczych.

Wprowadzenie dodatkowych badań wynika z coraz powszechniejszego zastępowania tradycyjnych materiałów podsadzkowych odpadami przemysłowymi [3, 21, 28, 45, 86].

Lokowanie odpadów pod ziemią zgodnie z obowiązującym prawem wymaga uzyskania koncesji, w przypadku gdy są to odpady pochodzenia obcego (tzn. wytwarzane poza kopalnią) lub jeżeli są to odpady produkcyjne własne uzgodnienia warunków składowania z właściwymi jednostkami nadzorującymi [16, 17, 18, 72].

Koncesji udziela Biuro Koncesyjne przy Ministerstwie Środowiska, natomiast uzgodnienia warunków składowania dokonuje się z właściwym organem państwowego nadzoru górniczego.

Na podstawie porozumienia Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego i Ministra Środowiska wykorzystanie popiołów, żużli i odpadów powęglowych do podsadzania wyrobisk nie wymaga uzyskania koncesji.

Jednym z ważniejszych wymagań dla uzyskania koncesji lub zgody na podziemne składowanie odpadów jest opracowanie ekspertyzy hydrogeologicznej dla rejonu przeznaczonego do składowania.

Celem tej ekspertyzy jest wykluczenie możliwości skażenia wód podziemnych przez substancje, które mogą być wypłukiwane lub wyciekać z materiału użytego do podsadzki [48, 90].

W zależności od zastosowanej metody lokowania odpadów pod ziemią oraz ich rodzaju może zachodzić konieczność uprzedniego przygotowania odpadów dla celów technologicznych, np. kruszenia, przesiewania, mieszania z innymi składnikami w odpowiednich proporcjach, osuszania, granulowania, prasowania, paczkowania itp.

Najczęściej substancje stałe lokuje się pod ziemią w formie podsadzki [1, 39, 67], tzn. wypełnia się przestrzeń po wyeksploatowanej kopalinie. Zadaniem podsadzki jest podparcie stropu nad pustką poeksploatacyjną i przeniesienie ciężaru skał zalegających w stropie na spąg.

Z jednej strony podsadzka przyczynia się do ograniczenia wpływu eksploatacji na powierzchnię, a z drugiej może być sposobem na pozbywanie się (deponowanie) odpadów.

Podsadzkę można podzielić w zależności od zastosowanego sposobu transportu materiału do pustej przestrzeni.

Wyróżnić można zatem:

a) podsadzkę hydrauliczną, w której medium transportującym jest woda i która doczekała się nowej odmiany w postaci tzw. podsadzki samozestalającej;

b) podsadzkę suchą, która również można podzielić na:

- pneumatyczną, z wykorzystaniem sprężonego powietrza jako nośnika transportowego;
- miotaną, w której materiał podsadzkowy jest wrzucany mechanicznie do pustej przestrzeni;

c) układaną ręcznie, która ze względu na pracochłonność nie ma obecnie większego znaczenia praktycznego.

Z uwagi na sposób wypełniania zrobów wyróżnić można:

a) podsadzkę pełną - całkowicie wypełniającą pustkę poeksploatacyjną;

b) podsadzkę częściową, w której wypełnienie zrobów jest częściowe, np.: w formie pasów.

Poza podsadzaniem można wyróżnić inne formy deponowania odpadów pod ziemią, takie jak:

a) doszczelnianie zrobów ścian zawałowych mieszaniną popiołowo-wodną, pastami, które są mieszaninami odpadów z zakładów wzbogacania miałów węglowych i popiołów elektrownianych;

b) lokowanie odpadów w zrobach ścian zwałowych poprzez ich częściowe wypełnianie przed wywołaniem zawału stropu.

3. Cel i metoda pracy

3.1. Cel pracy

Stosowane obecnie metody deponowania odpadów pod ziemią pozwalają na stwierdzenie, że występujące w nich niedogodności techniczne uzasadniają konieczność opracowania i praktycznego sprawdzenia nowych technologii deponowania odpadów pod ziemią. Celem pracy jest przygotowanie takich technologii, ze szczególnym uwzględnieniem zrobów ścian zawałowych jako miejsca na deponowanie odpadów.

Technologie te powinny umożliwić lokowanie pod ziemią różnych materiałów na skalę przemysłową, przy jak najniższych kosztach i zachowaniu wszelkich rygorów wynikających z konieczności zachowania warunków bezpieczeństwa pracy i bezpieczeństwa dla środowiska naturalnego [16, 17, 18, 56, 57, 90, 112]. Nowe technologie deponowania odpadów pod ziemią powinny stanowić rozwiązania alternatywne dla metod stosowanych obecnie i umożliwić wypełnianie pustek w górotworze materiałami, które nie mogły być wykorzystywane w rozwiązaniach dotychczasowych. Technologie te powinny również pozwolić na wyeliminowanie występujących obecnie utrudnień technicznych, jak np. konieczność kruszenia materiału, tamowania przestrzeni przeznaczonych do zapełniania, wyeliminowanie stosowania wody lub sprężonego powietrza jako mediów transportowych, i umożliwić lokowanie odpadów w zrobach ścian z wysoką koncentracją wydobycia.

3.2. Metoda pracy

Metodę pracy można określić jako empiryczną. Metoda ta obejmuje opracowanie nowych technologii lokowania odpadów pod ziemią, opracowanie założeń konstrukcyjnych dla nowej obudowy zmechanizowanej i przenośnika w ścianie, powtarzalnej tamy szczelnej oraz miotarki do likwidacji chodników. Obejmuje również skonstruowanie i wyprodukowanie wymienionych urządzeń, proces ich badań i atestacji, a także badania i pomiary dla określenia zachowania się górotworu i obudowy w ścianie, rejestrację uzyskanych wyników produkcyjnych w ścianie i chodniku. Na podstawie zarejestrowanych wyników i obserwacji, przedstawiono ocenę możliwości zastosowania nowych technologii oraz określenie optymalnych warunków pracy ściany podsadzkowo-zawałowej, obliczenie kosztów jednostkowych ponoszonych na deponowanie odpadów przy wykorzystaniu nowych technologii.

4. Podsadzkowo-zawałowe technologie deponowania odpadów pod ziemią

Powstające co roku w polskich kopalniach węgla kamiennego pustki poeksploatacyjne, których objętość szacuje się na ponad 100 mln m^3, są miejscem, które potencjalnie może być wykorzystane do składowania odpadów. Z uwagi na wielkość pustek najodpowiedniejszym miejscem do lokowania odpadów są zroby ścian [105, 107].

W górnictwie polskim dominuje zawałowy system eksploatacji, który został przyjęty przed laty i wyparł inne systemy.

Można długo dyskutować nad opłacalnością podsadzania przy uwzględnieniu kosztów związanych z usuwaniem szkód górniczych, tym niemniej wiele wskazuje na to, że obecnie na obszarach o niewielkim stopniu zurbanizowania i dobrze wykształconej morfologii powierzchni prowadzenie eksploatacji podziemnej z zawałem stropu nadal będzie dominowało. Układ taki występuje również w innych krajach, w których prowadzi się podziemną eksploatację węgla.

Sytuacja ta może ulec zmianie dopiero wówczas, gdy powstaną technologie, które będą pozwalały lokować odpady pod ziemią przy kosztach porównywalnych lub niższych od ponoszonych na ich zwałowanie na powierzchni. Przy czym do kosztów zwałowania na powierzchni należy doliczyć ustawowe opłaty za korzystanie ze środowiska, jak również dodatkowe koszty związane z rekultywacją biologiczną składowisk [70, 83].

Kopalnia Węgla Kamiennego Piast w Bieruniu jako jedna z wielu nie posiada instalacji podsadzkowych. Dobowy wychód skały płonej pochodzącej z zakładu mechanicznej przeróbki węgla utrzymuje się na poziomie 2000 ton. Planowana jest budowa zakładu wzbogacania miałów, który będzie dostarczał do 3500m^3 odpadów w ciągu doby. Odpady te będą posiadały uziarnienie od 0 do 20mm. Wydana w końcu lat 80-tych decyzja Wojewody Katowickiego obligowała kopalnię do opracowania i wdrożenia programu zagospodarowania odpadów w wyrobiskach podziemnych. Wykonano badania przydatności odpadów do podsadzki [64], a Krakowskie Biuro Studiów i Projektów Górniczych opracowało Program techniczno-ekonomiczny optymalizacji modelu kopalni w warunkach zagrożenia ekologicznego (Kraków 1991 r.). W programie tym rozważano możliwość budowy instalacji do podsadzki suchej przy szybie nr 4 KWK Piast. Oszacowane nakłady na budowę instalacji do podsadzki wynosiły około 1,9 mld złotych (PLN) według poziomu cen z 1989 roku. Brak środków na realizację takiego przedsięwzięcia i decyzje władz administracyjnych, które zagrażały wszczęciem postępowania zmierzającego do likwidacji kopalni, spowodowały rozpoczęcie działań, które miały umożliwić lokowanie odpadów pod ziemią w taki sposób, aby nie zachodziła konieczność ponoszenia wysokich nakładów na budowę instalacji podsadzkowych. Za cel nadrzędny uznano zagospodarowanie odpadów, przyjmując, że ewentualne ograniczenie wpływów eksploatacji na powierzchnię będzie miało drugorzędne znaczenie. Jako miejsca do lokowania odpadów wybrano zroby ścian zawałowych i likwidowane wyrobiska korytarzowe. Założono, że materiał do wypełniania pustek będzie transportowany w wozach istniejącym systemem transportu szynowego w głównych wyrobiskach poziomych i przenośnikami wewnątrz oddziałów w wyrobiskach nachylonych od 0° do ±9°.

Wykluczono możliwość transportu pneumatycznego z uwagi na brak sieci sprężonego powietrza i odpowiednich sprężarek, transport hydrauliczny stosowany sporadycznie do oczyszczania chodników wodnych przy szybach głównych wykluczono z uwagi na prawie poziome

zaleganie pokładów i ich zmienne nachylenie. Założono, że lokowanie odpadów w zrobach nie powinno mieć wpływu na prowadzenie eksploatacji.

Z powyższego wynika, że istnieje potrzeba opracowania nowych, tanich technologii, które umożliwiają lokowanie odpadów pod ziemią. Głównym celem, jaki powinny one realizować, jest deponowanie odpadów w zrobach i wyrobiskach podczas prowadzenia eksploatacji z zawałem stropu.

4.1. Lokowanie odpadów w zrobach ścian zawałowych

Należy zatem znaleźć sposób, aby przynajmniej częściowo wykorzystać gigantyczną pustkę, jaka co roku powstaje pod ziemią na skutek prowadzonej eksploatacji i która obecnie jest wypełniana rumoszem zawałowym. Jedną z możliwym metod jest częściowe zapełnianie zrobów przed wywołaniem zawału stropu.

Taka technologia została opracowana i opatentowana w Kopalni Węgla Kamiennego „PIAST". Pozwala ona na wypełnienie około 50% pustki poeksploatacyjnej skałą płoną lub innymi odpadami. System eksploatacji z takim sposobem kierowania stropem można zatem nazwać podsadzkowo-zawałowym [96, 97, 99]. Aby była możliwa eksploatacja z takim sposobem kierowania stropem, skonstruowano nowy typ obudowy ścianowej i nowy przenośnik do lokowania kamienia na zrobach.

Aby umożliwić dostarczanie skały lub odpadów bezpośrednio do zrobów ściany zawałowej przenośnikami, należało rozwiązać szereg problemów natury technicznej [82].

Rezygnacja ze stosowania sprężonego powietrza lub wody i z transportu materiału podsadzkowego rurociągami pozwala na znaczne złagodzenie wymagań jakościowych stawianych materiałom podsadzkowym w technologiach tradycyjnych i umożliwia transportowanie materiałów o różnym uziarnieniu (od 0 do 400 mm) i zawilgoceniu. Możliwa jest zatem eliminacja procesów przygotowania materiałów do posadzki, nie trzeba ich kruszyć, przesiewać, granulować itp..

Przyjęty sposób transportu umożliwia deponowanie pod ziemią materiałów i odpadów przemysłowych i komunalnych [98, 99, 103, 104], które w technologiach tradycyjnych nie mogły być używane do podsadzania, gdyż nie zawsze mogły być transportowane w rurociągach.

Jest oczywiste, że materiały te nie mogą być toksyczne, cuchnące, promieniotwórcze itp., nie mogą się z nich wydzielać szkodliwe substancje wskutek rozkładu lub przemian fizykochemicznych.

Technologia polegająca na wypełnieniu zrobów odpadami przy wykorzystaniu przenośników dowolnego typu pozwala również na rezygnację z budowy tam podsadzkowych, co także przyczynia się do uproszczenia procesu.

Wadą takiego rozwiązania jest konieczność pozostawienia miejsca pod obudową na przenośnik i prześwitu dla transportowanego materiału, co ogranicza ilość materiału deponowanego w zrobach.

Tym niemniej, jeżeli nawet zapełnienie zrobów jest tylko częściowe przy znacznie uproszczonej technologii i niskich kosztach, to ostateczny efekt może być bardzo interesujący pod względem technicznym i ekonomicznym oraz ekologicznym [9].

4.1.1. Obudowa zmechanizowana specjalna podsadzkowo- zawałowa GLINIK 17/34 Pz

Założenia konstrukcyjne obudowy

Aby uzyskać odpowiednią wydajność i poziom bezpieczeństwa w trakcie prowadzenia urabiania i zasypywania pustki poeksploatacyjnej, trzeba było skonstruować nowy typ obudowy zmechanizowanej podsadzowo-zawałowej.

Autor tego opracowania jest współtwórcą tej obudowy i określił jej wszystkie założenia konstrukcyjne i wymagania funkcjonalne.

Założenia dla obudowy podsadzkowo-zawałowej były następujące:

a) uzyskanie przestrzeni do lokowania kamienia pod obudową od strony zrobów zawałowych;
b) stworzenie wygodnego przejścia wzdłuż ściany oraz miejsca dla pracowników prowadzących lokowanie odpadów i dla przenośnika służącego do lokowania odpadów w zrobach;
c) umożliwienie niezależnego prowadzenia urabiania calizny i wypełniania zrobów;
d) ograniczenie długości stropnicy do 6 m;
e) umożliwienie współpracy długiej stropnicy ze stropem;
f) ograniczenie nacisków jednostkowych wywieranych przez obudowę na strop i spąg do możliwie najniższych wielkości;
g) uniwersalność konstrukcji polegająca na możliwości dostosowania obudowy do każdego sposobu kierowania stropem;
h) duża podporność obudowy - szczególnie od strony zawału;
i) zachowanie bezpieczeństwa dla załogi zatrudnionej w ścianie nawet w sytuacji nierównomiernego obciążenia obudowy lub awarii stojaków.

Obudowa taka została zaprojektowana i wykonana i nosi nazwę GLINIK 17/34 Pz (patent 166341), a jest produkowana na licencji KWK PIAST [98].

Na rysunku 1 pokazana jest obudowa w wersji przeznaczonej do ściany z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych, a w tabeli 2 podano jej parametry techniczne.

Obudowa zmechanizowana specjalna spełnia wszystkie założenia projektowe i może być łatwo przystosowana do eksploatacji z dowolnym sposobem kierowania stropem. Przystosowanie to może być dokonane bezpośrednio w kopalniach nawet pod ziemią, np. podczas przezbrajania wyposażenia ściany do nowej obcinki. Istnieje możliwość wyprodukowania obudów tego typu dla innych zakresów wysokości eksploatacji. Na rysunkach 2 do 5 pokazane zostały możliwe warianty wykorzystania obudowy specjalnej podsadzkowo-zawałowej GLINIK 17/34 Pz. Obudowa może być zamawiana u wytwórcy w jednym z proponowanych wariantów lub można zamówić elementy niezbędne do wymiany i dokonać przystosowania u użytkownika.

Uniwersalność obudowy ma duże znaczenie ekonomiczne dla kopalń, gdyż stwarza możliwość wykorzystania tego samego wyposażenia w różnych warunkach, zależnych od potrzeb ruchowych, a tym samym istnieją przesłanki do ciągłej eksploatacji obudowy, aż do jej całkowitego zużycia.

Możliwe jest również wykorzystanie innych rodzajów obudowy dla ścian podsadzkowo-zawałowych lub przystosowanie istniejących obudów dla tej technologii [31], ale z uwagi na występujące obciążenia obudowy i koszty związane z jej przekonstruowaniem zastosowanie nowej obudowy specjalnej jest w pełni uzasadnione.

Tabela 2. Dane techniczne obudowy podsadzkowo-zawałowej GLINIK 17/34 Pz

Wyszczególnienie	**Parametry**
Zakres wysokości roboczych	od 1,9 do 3,3 m
Wysokość minimalna transp.	1,7
Nachylenie podłużne ściany	do 35°
Nachylenie poprzeczne ściany	do 10°
Podziałka obudowy	1,5 m
Liczba stojaków w sekcji	3
Podporność obudowy	600÷660 kN/m^2
Podporność stojaka przedniego wstępna robocza	 1470 kN 2300 kN
Podporność stojaków wstępna robocza	 2 x 1039 kN 2 x 1600 kN
Maksymalny nacisk jednostkowy na strop na spąg	 0,74 MPa 1,6 MPa
Skok przesuwnika	0,65 m
Siła przesuwu zestawu	429 kN
Siła przesuwu przenośnika	279 kN
Ciśnienie zasilania	30 MPa
Czynnik roboczy	3÷5% emulsja olejowo-wodna
Masa zestawu	18000 kg

Eksploatacyjne zalety specjalnej, zmechanizowanej obudowy ścianowej są następujące:

– duży komfort pracy dzięki niezależnym przejściom w polu roboczym i komunikacyjnym;

– stosunkowo krótka jak na tego typu obudowę stropnica [13, 44, 55, 54, 93], z pierwszym członem wysuwnym i wychylnym, który zapewnia możliwość współpracy długiej stropnicy z górotworem;

– duży przekrój wentylacyjny;

– wysoka podporność, szczególnie w tylnej części obudowy dzięki zastosowaniu dwóch stojaków w drugim rzędzie (od strony zawału);

– stosunkowo niewielkie naciski jednostkowe na strop i spąg, porównywalne z naciskami wywieranymi przez osłonowe obudowy zawałowe o znacznie mniejszych podpornościach i krótszych stropnicach;

– wysoki poziom bezpieczeństwa pracy - dzięki zastosowaniu konstrukcji lemniskatowej, obudowa nie może się zrabować, jeżeli co najmniej jeden z trzech stojaków jest rozparty;

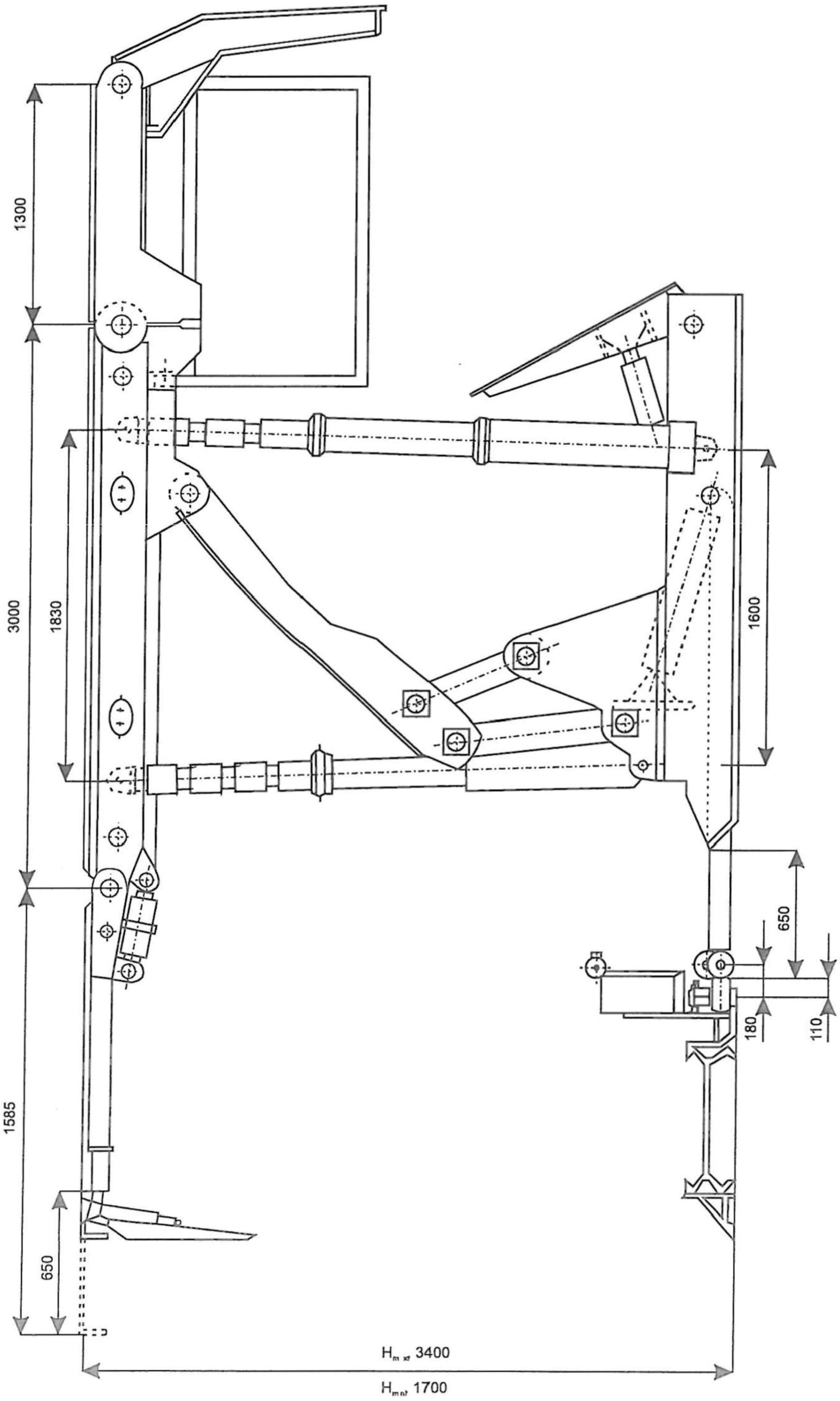
– uniwersalność obudowy.

Do wad tej obudowy należy zaliczyć:

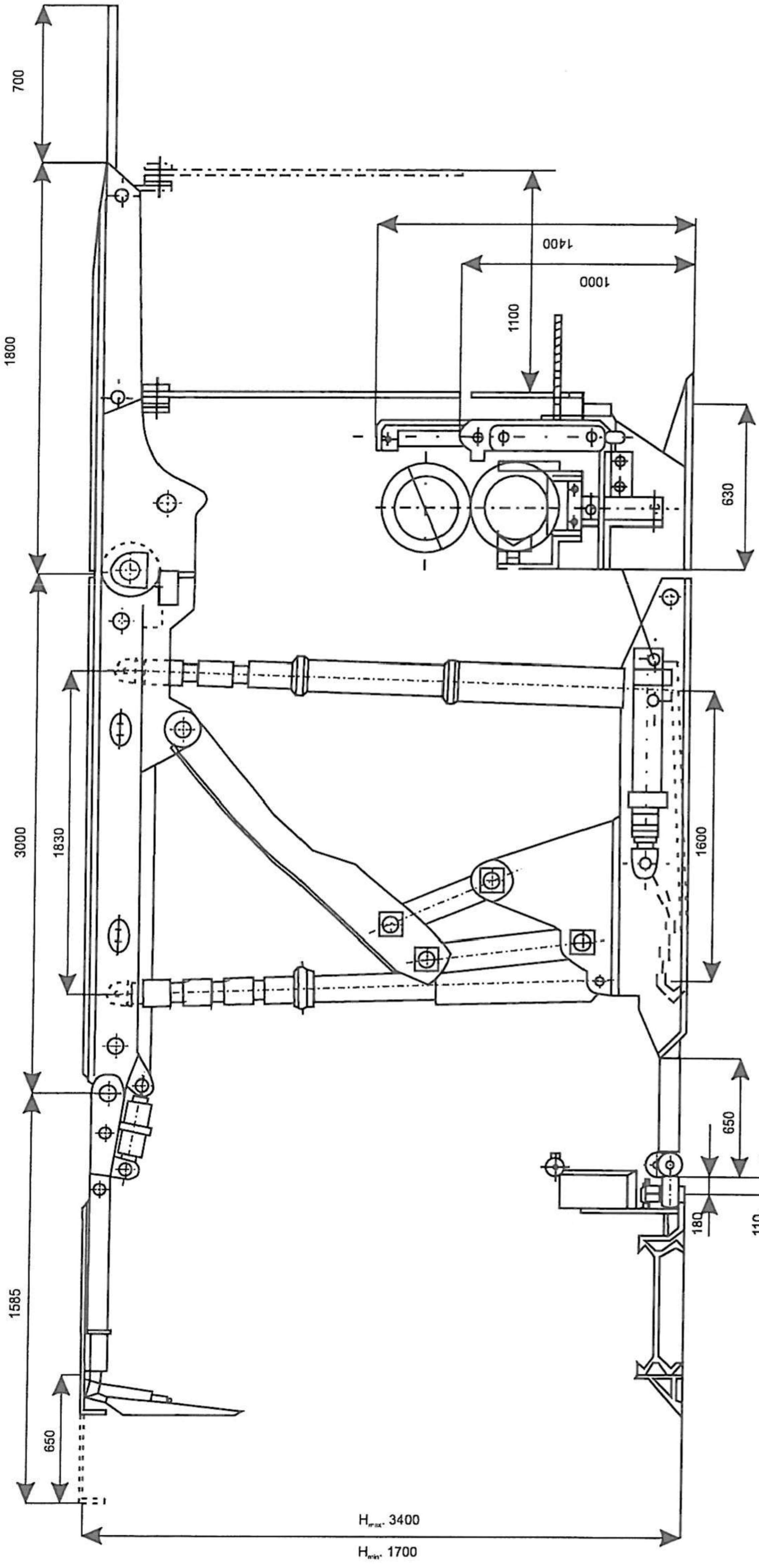
– duży ciężar;

– spągnicę wykonaną jako jeden element - co może utrudnić jej podnoszenie przy przekładaniu zestawu oraz wymusiło zastosowanie belki przesuwnej z dwóch elementów.

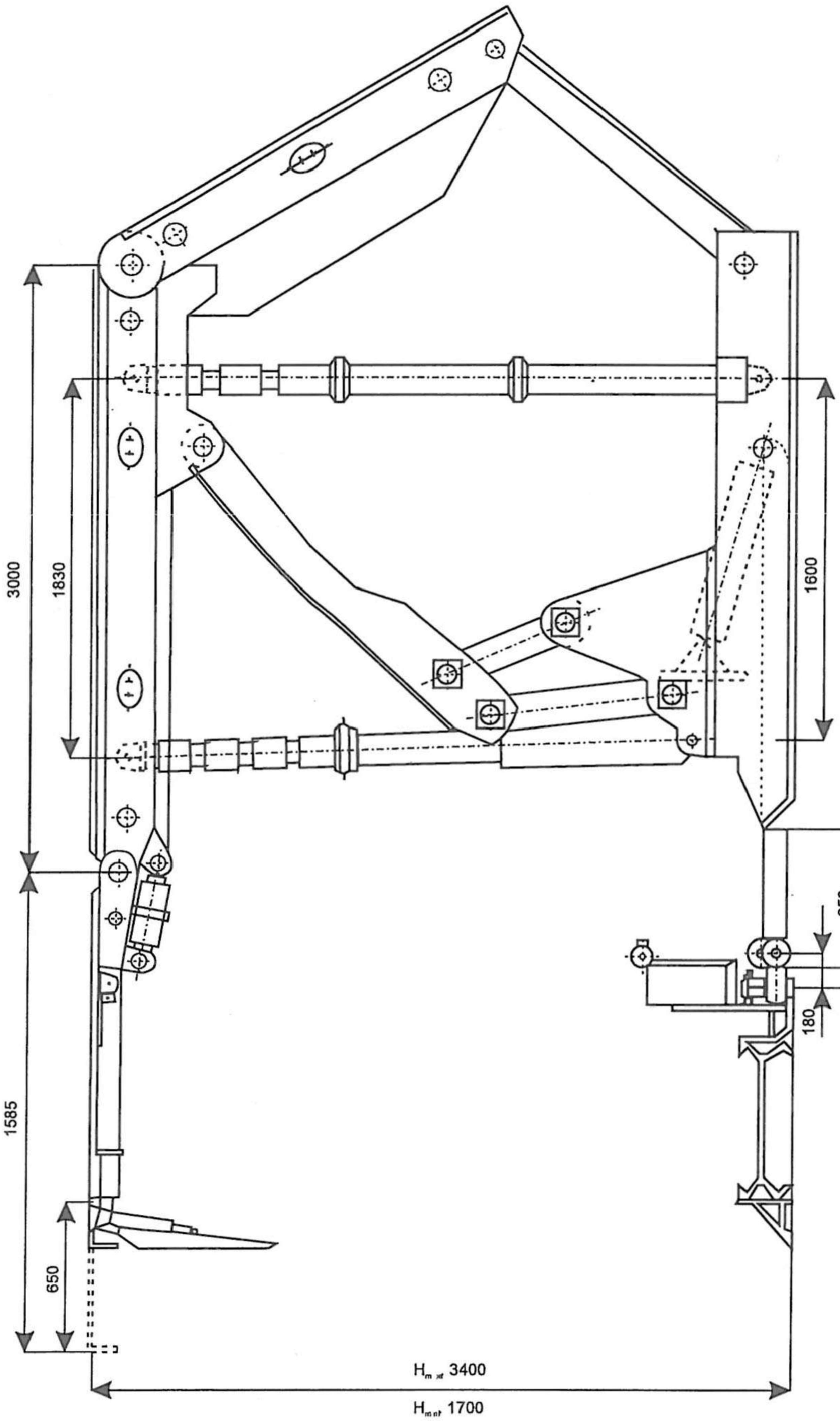
Z uwagi na wysoką podporność i konieczność utrzymania niskich nacisków jednostkowych na spąg nie udało się tych wad wyeliminować, ale nie są one zbyt uciążliwe podczas eksploatacji.



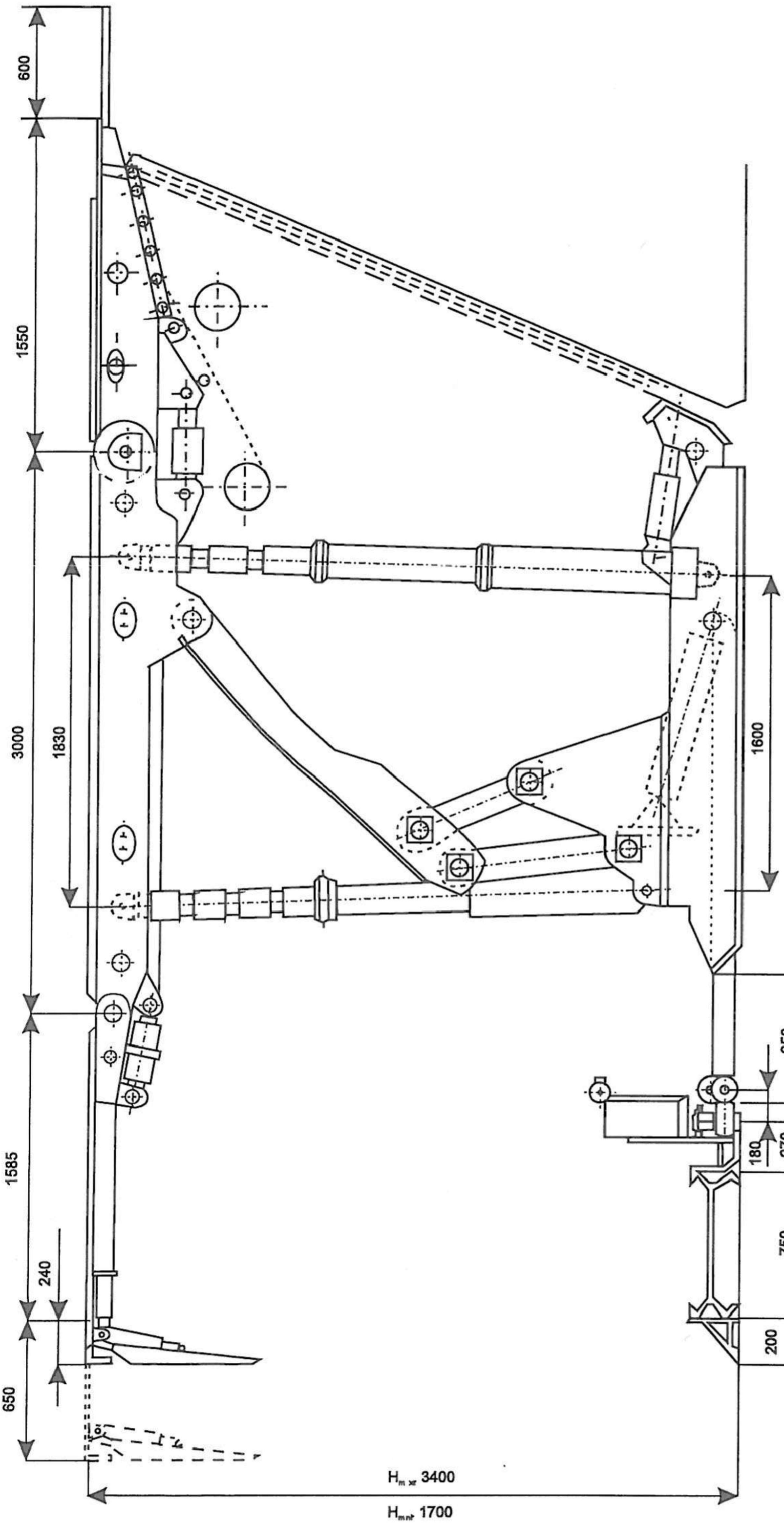
Rys. 1. Obudowa posadzkowo - zawałowa GLINIK - 17/34 - Pz



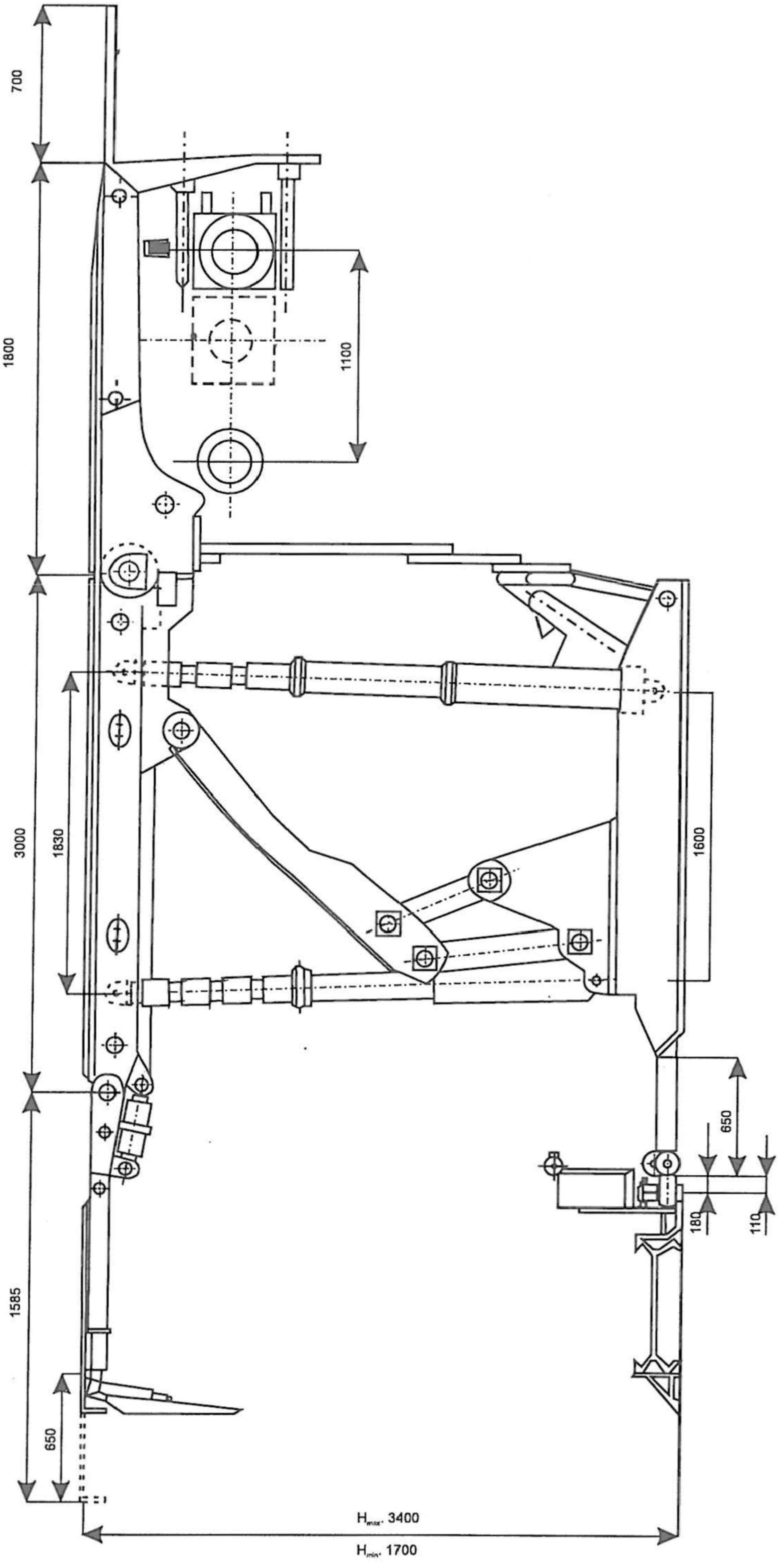
Rys. 2. Zestaw obudowy GLINIK - 17/34 - Pz w wersji do współpracy z tamą przesuwną, do podsadzki pneumatycznej



Rys. 3. Zestaw obudowy GLINIK - 17/34 - Pz w wersji zawałowej



Rys.4. Zestaw obudowy GLINIK 17 / 34 Pz w wersji do wsópracy z tamą rozwijaną z kaset / “Nowy Wirek” / do podsadzki hydraulicznej



Rys. 5. Zestaw obudowy GLINIK - 17/34 - Pz w wersji do współpracy z rurociągiem podwieszonym, do podsadzki pneumatycznej

Duża liczba siłowników hydraulicznych powoduje, że jest wskazane, aby sekcje tej obudowy wyposażyć w układy sterowana pilotowe z multiwężami.

Badania atestacyjne obudowy, sprawdzenie wytrzymałości obudowy

Badania atestacyjne obudowy zostały przeprowadzone w Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG w Gliwicach. Zgodnie z przyjętą metodologią i obowiązującymi przepisami przeprowadzono stosowne wyliczenia wytrzymałościowe i badania stanowiskowe [71].

Na rysunku 6 pokazano schemat obudowy z oznaczeniami geometrycznymi, a na rysunkach od 7 do 10 składowe podporności w stropnicy zasadniczej oraz siłę wypadkową działającą w przegubie 5 (łączącym lemniskatę ze stropnicą) i podporność stropnicy zasadniczej w funkcji wysokości obudowy. Na rysunku 11 pokazana została odległość siły pionowej P od punktu 5 w funkcji wysokości obudowy.

Wszystkie te wielkości zostały wyznaczone dla składowych poziomych obciążenia MI = 0,00 oraz MI ± 0,30 obciążenia pionowego.

Po wykonaniu obliczeń przeprowadzono badania z obciążeniami nominalnymi i przekraczającymi wartość nominalną 1,25 i 1,5 raza.

Na tej podstawie wydano pozytywne orzeczenie atestacyjne z równoczesnym zaleceniem sprawdzenia stateczności stropu w ścianie, która ma być wyposażona w tą obudowę.

Na rysunku 12 została przedstawiona trajektoria ruchu stropnicy podczas rozpierania i rabowania.

Określenie stateczności stropu w ścianie wyposażonej w obudowę GLINIK 17/34 Pz

Pokład 207 o miąższości od 2,7 do 3 m zalega w polu ściany 970 na głębokości od 600 do 570 m.

Węgiel w pokładzie posiada wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie R_{CW}=29,8 MPa. Średnią wytrzymałość skał w stropie i spągu określono na podstawie badań i rozpoznania penetrometrycznego.

Do obliczeń przyjęto wytrzymałość skał stropowych R_C=35 MPa, a skał spągowych R_C=30 MPa.

Na rysunku 13 przedstawiono przekrój geologiczny warstw skalnych zalegających w stropie i w spągu pokładu w rejonie ściany 970.

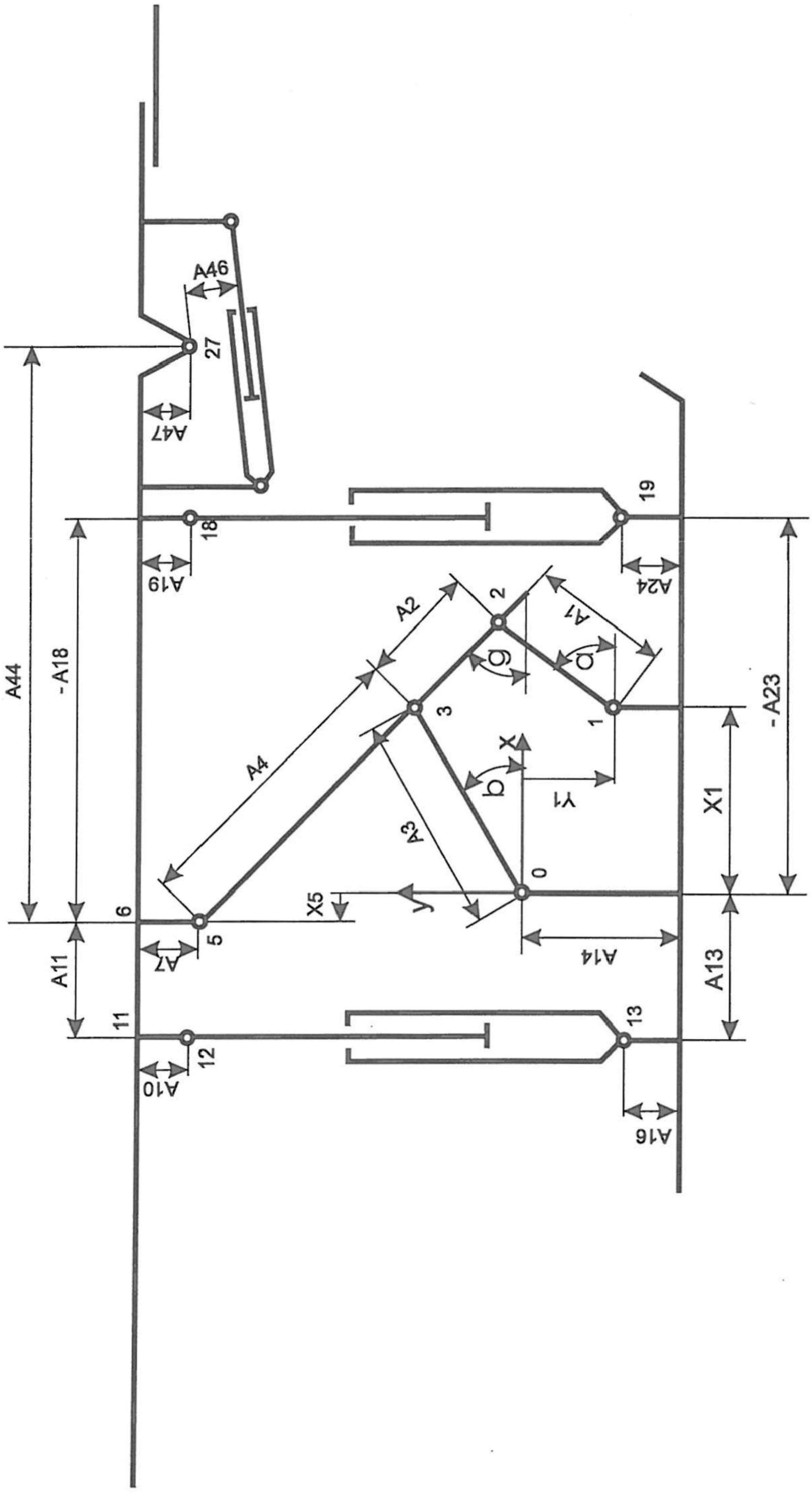
Na rysunku 14 przedstawiony został schemat sił i momentów dla obudowy współpracującej z górotworem.

Miarą utrzymania wyrobiska może być wielkość wskaźnika g nośności stropu. Wskaźnik ten wynika z zachowania ciągłości bryły skał stropowych zalegających bezpośrednio nad obudową i jest funkcją wskaźnika z_1, określającego wielkość zaciskania przypadającą na 1 metr rozpiętości wyrobiska.

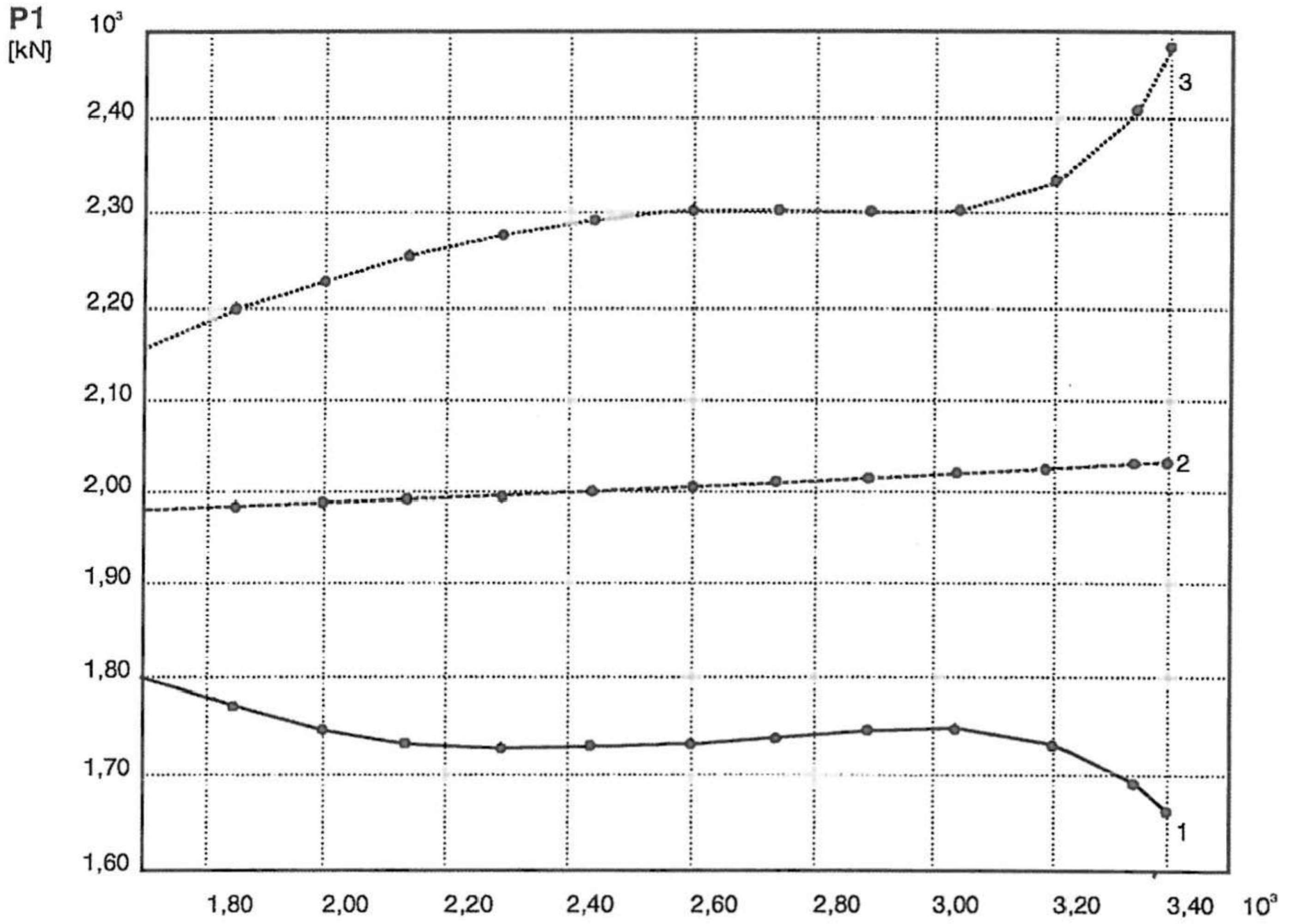
W ścianach o wysokości powyżej 1,1 m wskaźnik stanu utrzymania stropu jest określony wzorem:

$$g = \frac{1}{0{,}3 \div 0{,}012 z_1} \qquad (1)$$

Wartości wskaźnika g w przedziale od 0,8 do 1,1 określają mierny stan utrzymania wyrobiska, wartość powyżej 1,1 charakteryzuje stan dobry.



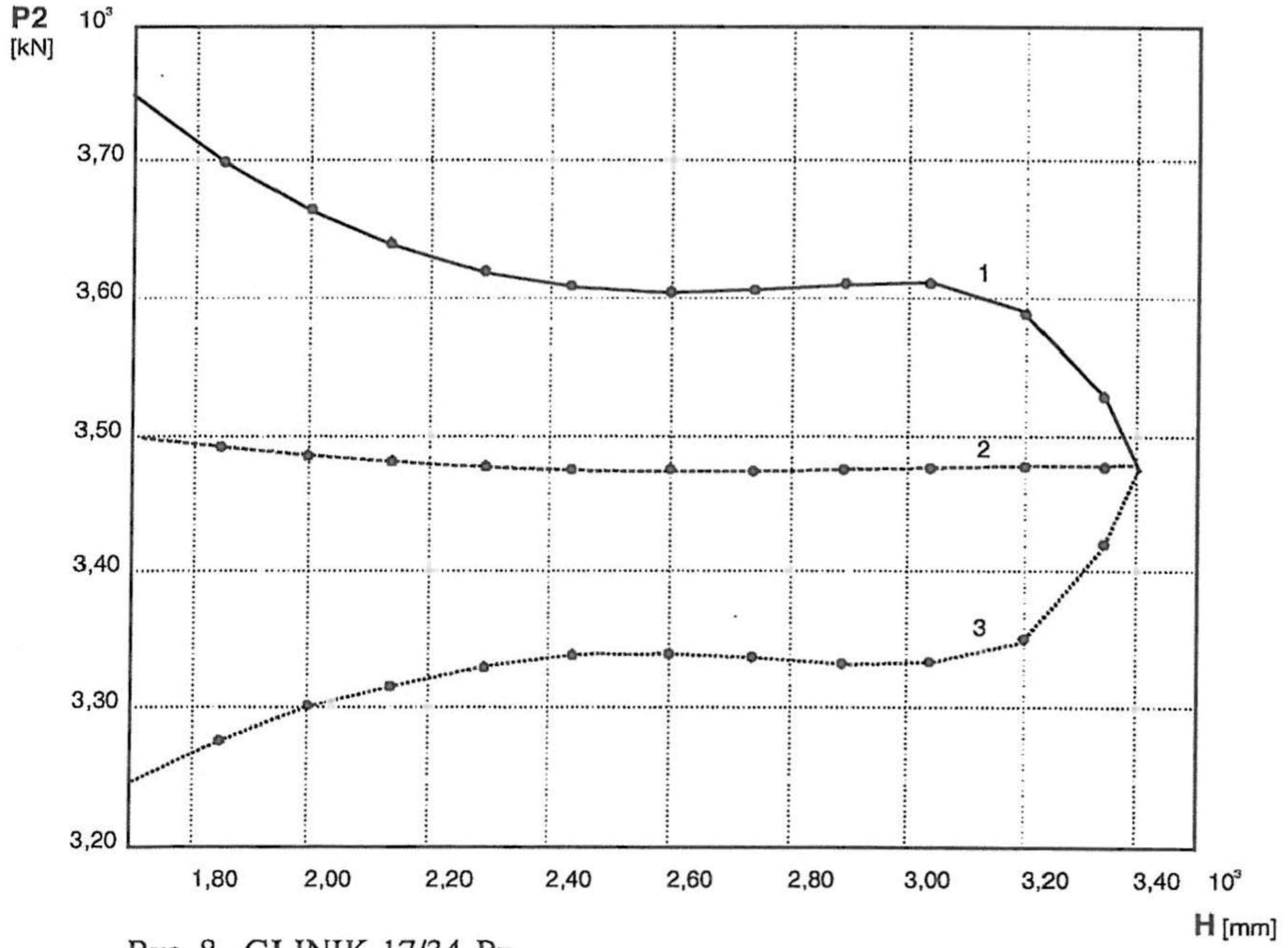
Rys. 6. Schemat obudowy z oznaczeniami geometrycznymi



Rys. 7. GLINIK-17/34-Pz

Składowa podporności przedniej części stropnicy zasadniczej

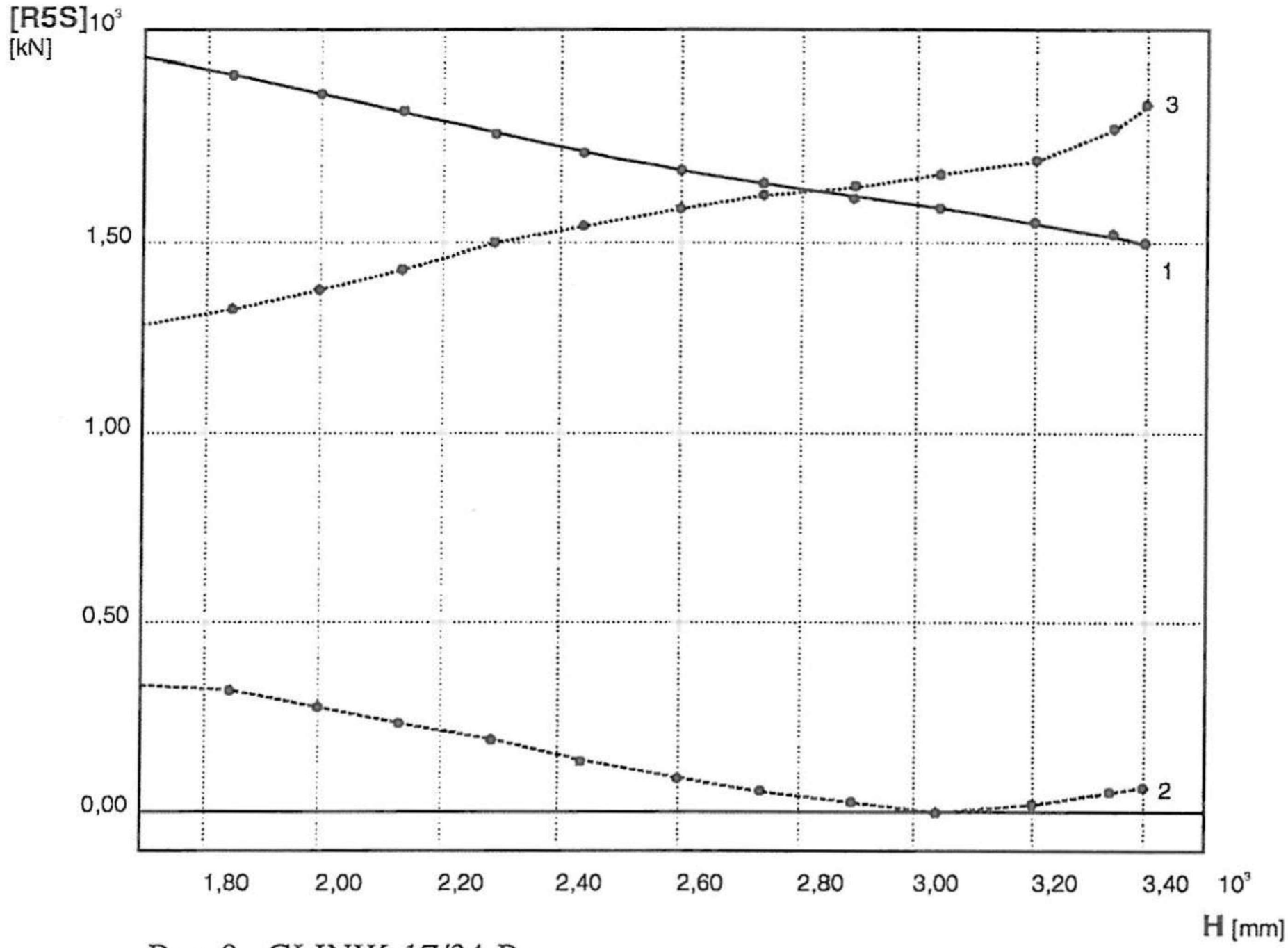
1 - MI= -0,30; 2 - MI= 0,00; 3 - MI = 0,30



Rys. 8. GLINIK-17/34-Pz

Składowa podporności tylnej części stropnicy zasadniczej

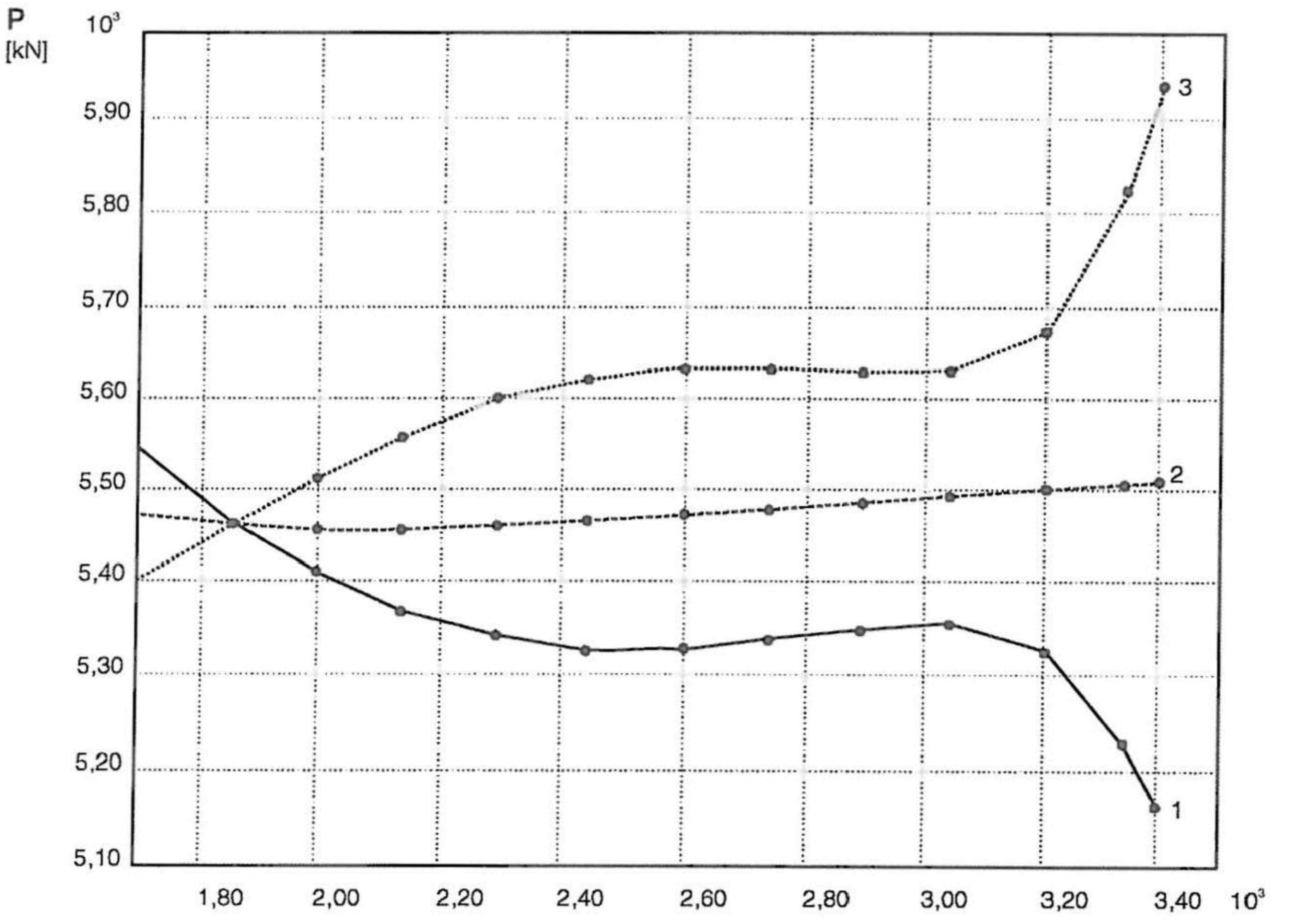
1 - MI= -0,30; 2 - MI= 0,00; 3 - MI = 0,30



Rys. 9. GLINIK-17/34-Pz

Siła wypadkowa w przegubie nr 5 działająca na stropnicę zasadniczą (wartość bezwzględna)

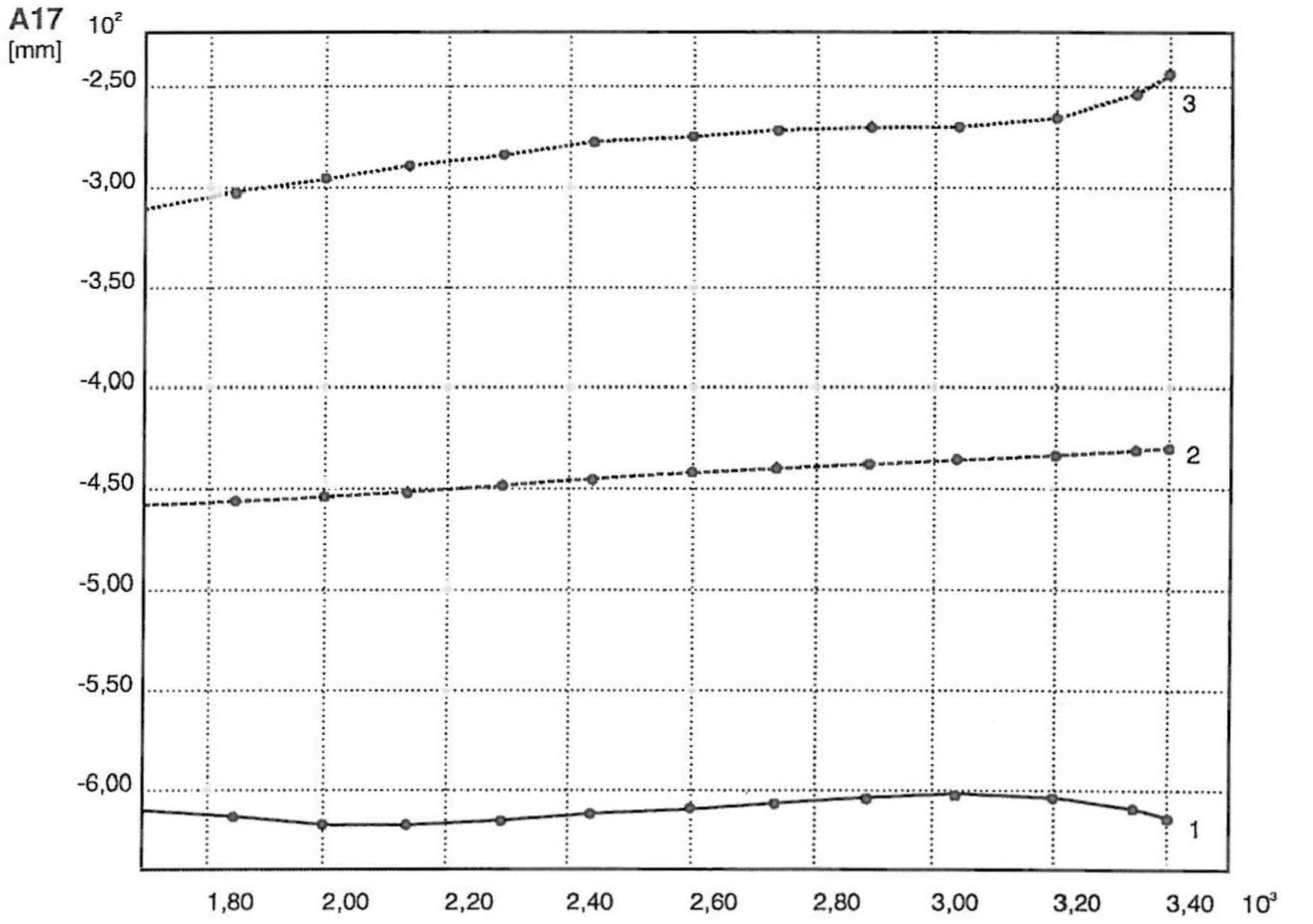
1 - MI= -0,30; 2 - MI= 0,00; 3 - MI= 0,30



Rys. 10. GLINIK-17/34-Pz

Podporność stropnicy zasadniczej

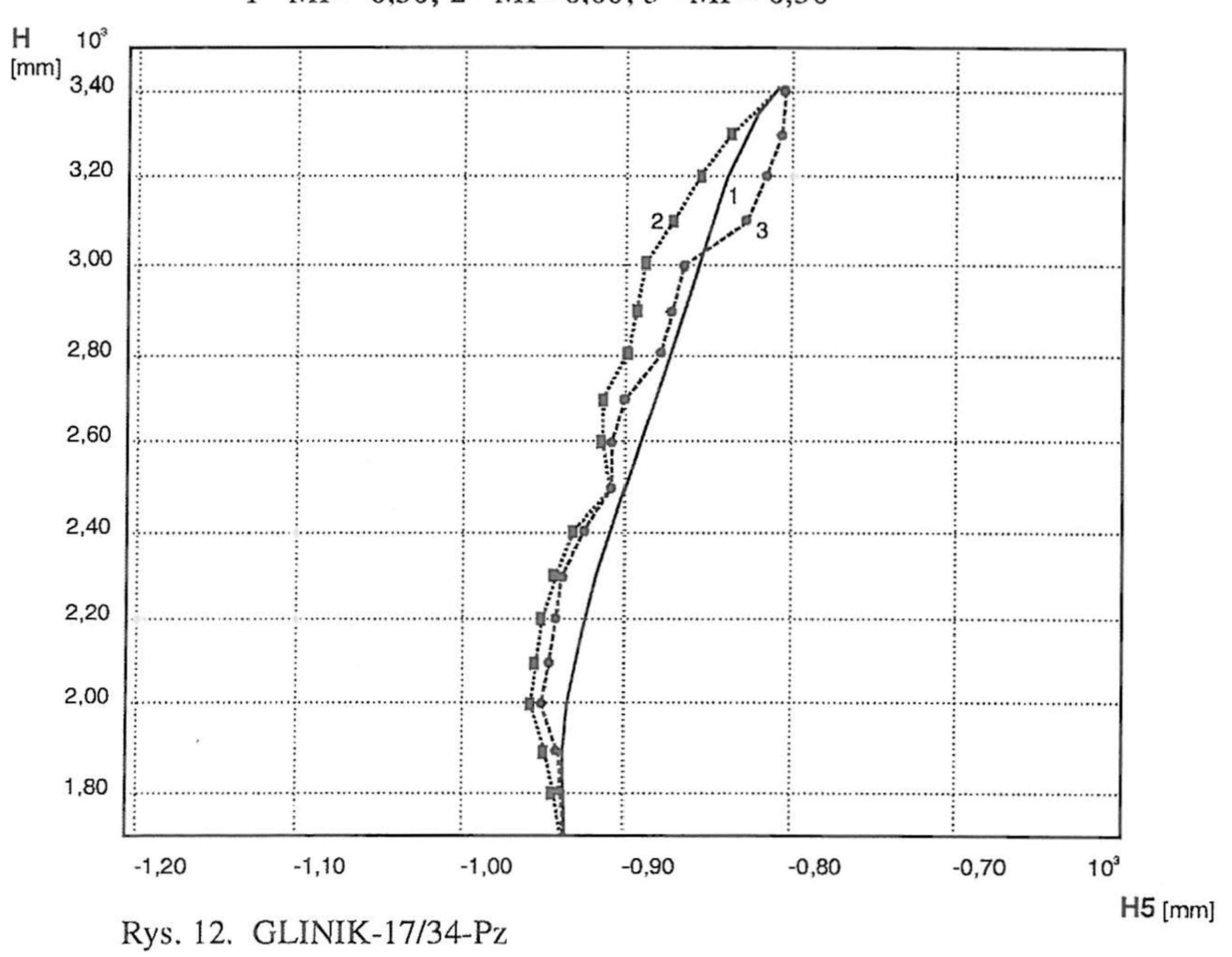
1 - MI= -0,30; 2 - MI= 0,00; 3 - MI= 0,30



Rys. 11. GLINIK-17/34-Pz

Odległość siły pionowej P od punktu 5

1 - MI= -0,30; 2 - MI= 0,00; 3 - MI = 0,30



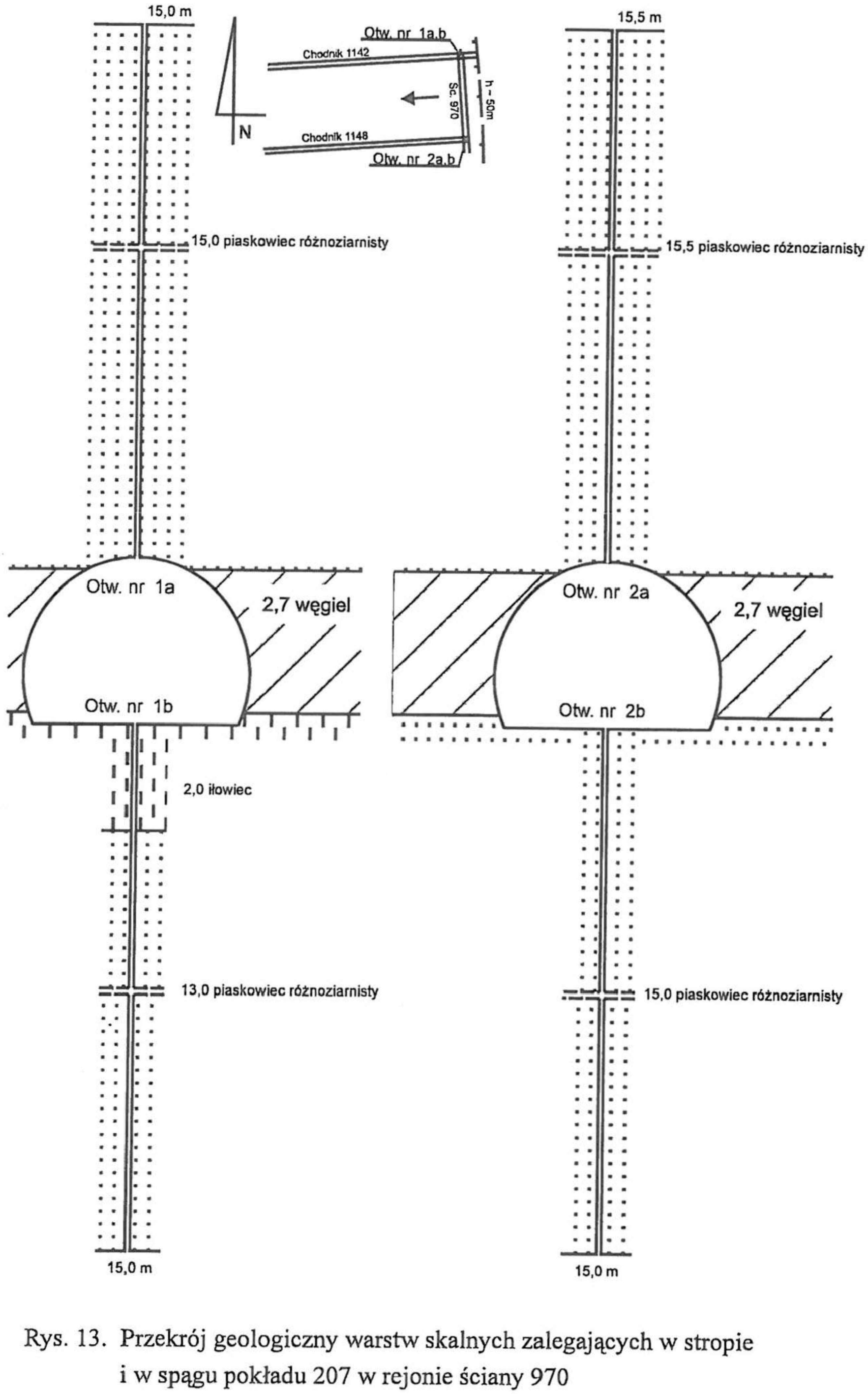
Rys. 12. GLINIK-17/34-Pz

Trajektoria ruchu poziomego stropnicy

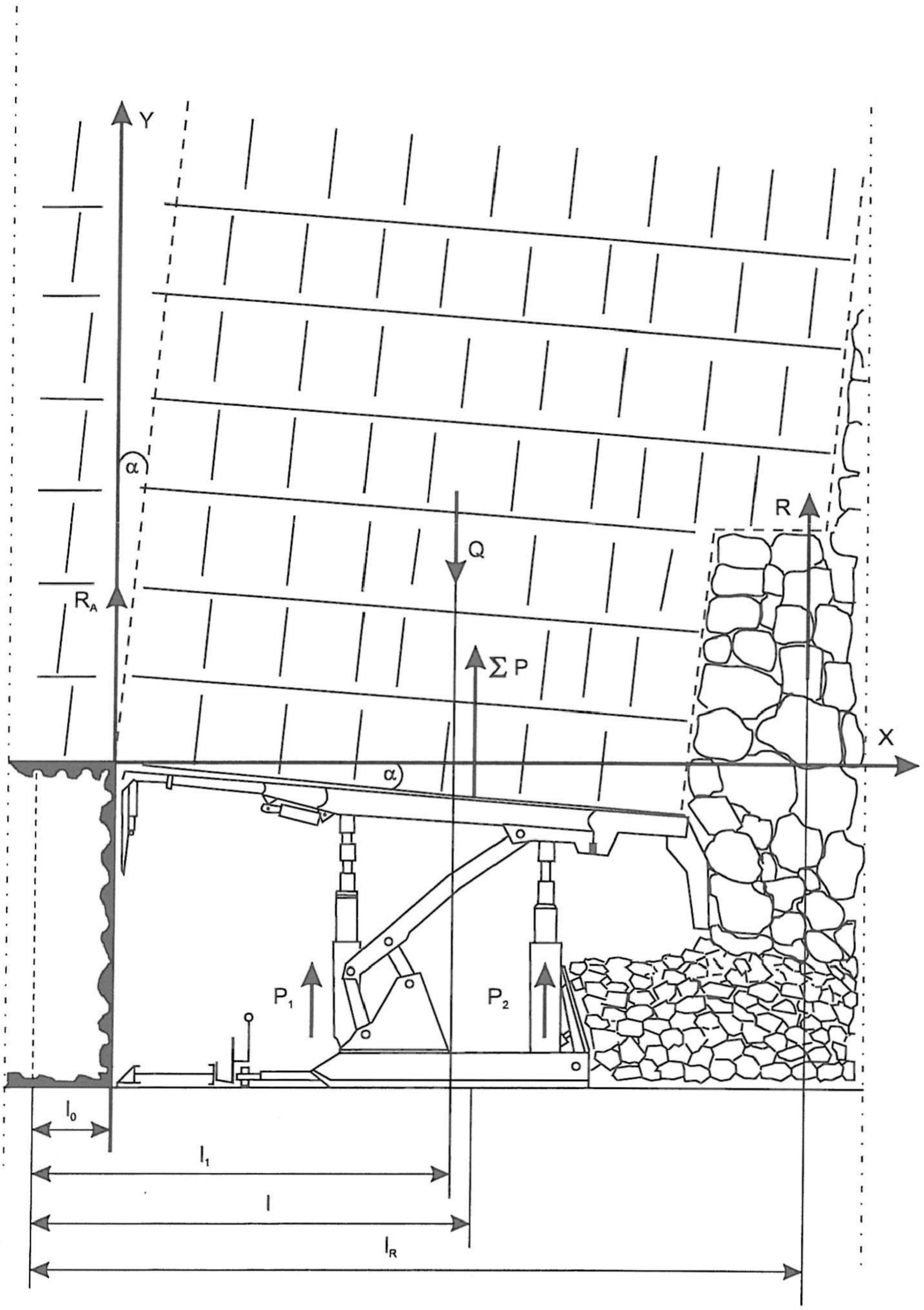
1 - trajektoria teoretyczna,

2 - trajektoria rzeczywista przy rozpieraniu zestawu,

3 - trajektoria rzeczywista przy rabowaniu zestawu

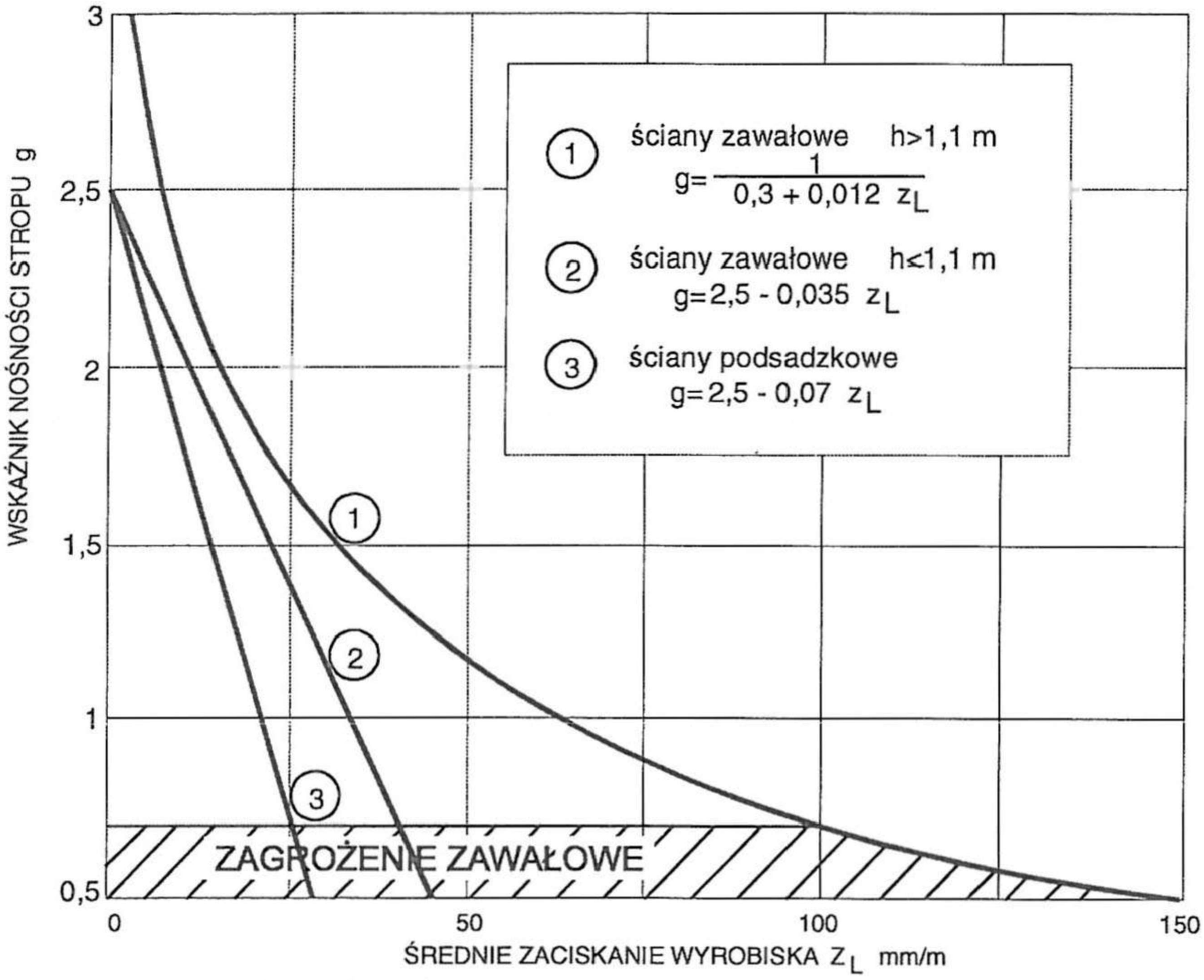


Rys. 13. Przekrój geologiczny warstw skalnych zalegających w stropie i w spągu pokładu 207 w rejonie ściany 970



Rys. 14. Schemat sił i momentów obudowy współpracującej z górotworem

Na rysunku 15 pokazana została zależność pomiędzy wielkością wskaźnika g a średnim zaciskaniem wyrobiska z_l [5, 6].



Rys. 15. Zależność pomiędzy wskaźnikiem nośności warstw stropu a średnim zaciskaniem wyrobiska

Na podstawie wieloletnich badań przeprowadzonych przez GIG określono związek pomiędzy wskaźnikiem nośności stropu g a obciążeniem wyrobiska i podpornością obudowy.

Zależność ta została opisana wzorem:

$$g = 0,7\frac{P}{Q} + 0,3 \qquad (2)$$

gdzie:

P - podporność obudowy wywierana na pas stropu o szerokości 1 m prostopadły do czoła ściany w MN/m,

Q - obciążenie wyrobiska w pasie o szerokości 1 m prostopadłym do czoła ściany w MN/m.

Obciążenie wyrobiska dla ściany zawałowej można obliczyć ze wzoru:

$$Q = n_s L_s h \qquad (3)$$

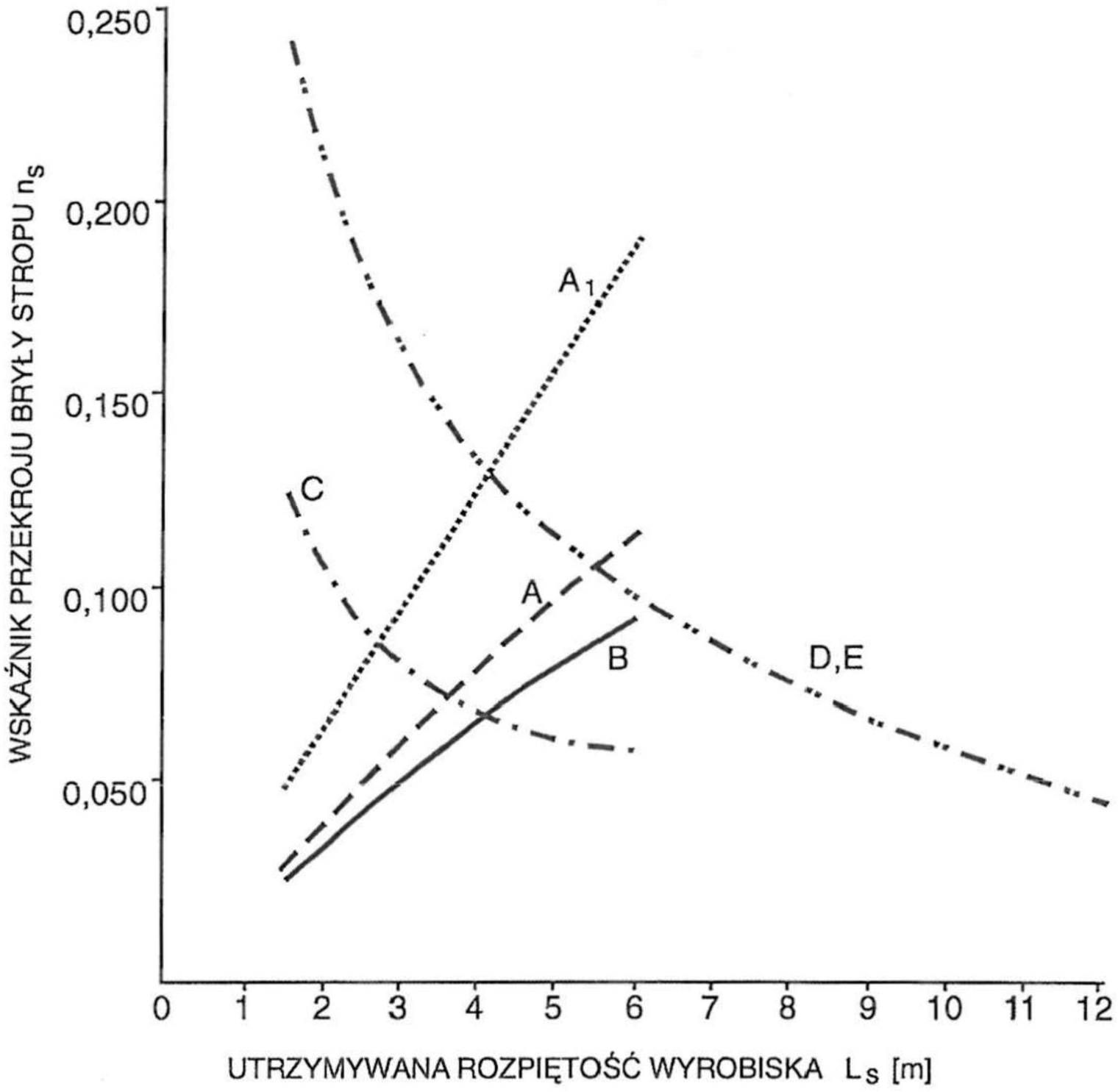
gdzie:

n_S - wskaźnik przekroju bryły stropu,

L_S - rozpiętość wyrobiska od ociosu węglowego do linii zawału w metrach,

h - wysokość ściany w metrach.

Na rysunku 16 pokazano zależność pomiędzy wielkością wskaźnika przekroju bryły stropu n_S w funkcji rozpiętości wyrobiska, dla różnych klas stropu.



Rys. 16. Zależność pomiędzy wielkością wskaźnika przekroju bryły stropu a utrzymywaną rozpiętością wyrobiska.

Na podstawie rozpiętości wyrobiska określonej przez obudowę (rys. 1) i profili geologicznych (rys. 13) oraz stwierdzonych wytrzymałości skał stropowych wyznaczono z wykresu (rys. 16) dla stropu klasy B wielkość wskaźnika bryły stropu n_S. Dla tej obudowy i skał w stropie wskaźnik $n_S = 0{,}08$. Przy wykorzystaniu wzoru /3/ można zatem w przybliżeniu obliczyć obciążenie wyrobiska.

$$Q = 0{,}08 \cdot 6{,}5 \cdot 2{,}8 = 1{,}46\,\mathrm{MN/m}$$

Podporność w ścianach zawałowych z obudową zmechanizowaną można według Bilińskiego wyznaczyć ze wzoru:

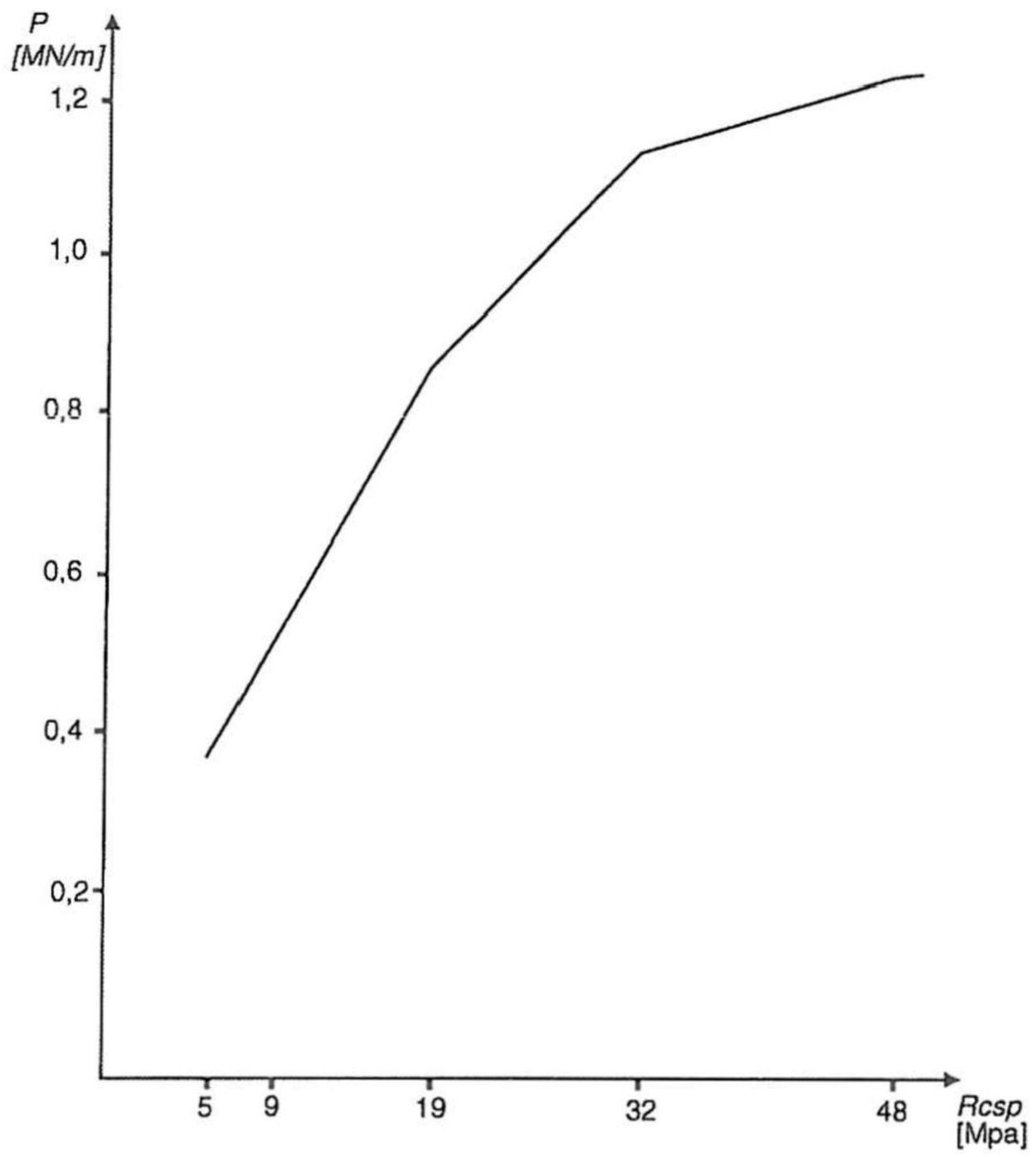
$$P = \frac{\Psi i n_k P_r}{b}(0{,}7 n_w n_o \div 0{,}14) \qquad (4)$$

gdzie:

ψ - współczynnik zależny od rodzaju spągu,
i - liczba podpór w zestawie,
n_k - współczynnik redukcyjny podporności wynikający z konstrukcji obudowy, w tym przypadku n_k=1,

P_r - nominalna podporność jednej podpory w MN,
b - podziałka obudowy,
n_w - współczynnik określający stopień przenoszenia siły podpór na strop wyrobiska, jest on zależny od wielkości maksymalnej rozpiętości stropu L_S, w tym przypadku n_w=0,40,
n_o - jest stosunkiem podporności wstępnej obudowy do podporności roboczej, w tym przypadku n_o = 0,64.

Wykorzystując wzór /4/ wyznaczono podporność rozwijaną przez obudowę Glinik 17/34 Pz w zależności od wytrzymałości skał spągowych.
Zależność ta została przedstawiona na rysunku 17.



Rys. 17. Podporność rozwijana przez obudowę Glinik 17/34 Pz w zakresie wysokości od 2,6 do 3,0 m w zależności od wytrzymałości skał spągowych [65].

Dysponując wielkością obciążenia Q i podporności obudowy P, obliczono wskaźnik nośności skał stropowych g wykorzystując wzór /2/:

$$g = 0{,}7\frac{1{,}1}{1{,}46} + 0{,}3$$

stąd

$$g = 0{,}83$$

Ponieważ wartość wskaźnika g=0,83 odpowiada miernemu stanowi utrzymania wyrobiska, obliczono wielkość koniecznego podsadzenia zrobów dla ograniczenia rozwarstwienia stropu i uzyskania wskaźnika nośności stropu g = 1.

Założenie, że wskaźnik g musi być równy co najmniej 1, wynikało z zastosowania po raz pierwszy obudowy tego typu i technologii polegającej na lokowaniu skały płonej w zrobach zawałowych.

Obliczenia wykonano dla wysokości ściany 2,7 m i 3,0 m przy założeniu prędkości wybierania od 1 do 3 m na dobę.

Tabela 3. Minimalna konieczna grubość warstwy podsadzki dla uzyskania wskaźnika g = 1

V, m/d	Odcinek wybiegu ściany (h m)					
	1		2		3	
	Wysokość ściany (h m)					
	2,7	3,0	2,7	3,0	2,7	3,0
w spągu - piaskowiec						
1,0	1,08	1,38	1,02	1,32	0,96	1,26
2,0	0,59	0,89	0,51	0,81	0,41	0,71
3,0	0,11	0,41	0,00	0,30	-	0,18
w spągu - łupek ilasty						
1,0	1,39	1,69	1,35	1,65	1,30	1,60
2,0	1,00	1,30	0,93	1,23	0,86	1,16
3,0	0,62	0,92	0,53	0,83	0,43	0,73

Obliczenia wykonano dla występującego w spągu piaskowca i łupka, dla rozpoczęcia eksploatacji (odcinek 1 wybiegu), normalnego biegu ściany (odcinek 2 wybiegu) i zakończenia eksploatacji (odcinek 3 wybiegu). Wyniki tych obliczeń zestawiono w tabeli 3 [65].

Największa konieczna obliczona tym sposobem grubość podsadzki w zrobach wynosi 1,77 m dla najwolniejszego postępu dobowego ściany i najsłabszych skał w spągu oraz najwyższej miąższości pokładu.

Dla typowych warunków, tj. postępu dobowego 3 m (tj. 6 zabiorów), przy miąższości 2,7 m i występującym w spągu piaskowcu konieczna grubość warstwy podsadzki zawiera się w przedziale od 0 do 0,11 m.

Przeprowadzone badania atestacyjne i obliczenia stateczności stropu pozwoliły na uzyskanie pozytywnej opinii Komisji do spraw Obudowy i Kierowania Stropem i dopuszczenia obudowy do stosowania, a to było warunkiem uruchomienia ścian z lokowaniem odpadów w zrobach.

4.1.2. Przenośnik do transportu i lokowania odpadów w ścianie

Przenośnik do wypełniania zrobów odpadami powinien spełniać następujące wymagania:

- umożliwić transport odpadów wzdłuż całej ściany;
- umożliwić rozładunek odpadów w dowolnie wybranym punkcie trasy;
- posiadać podatność w płaszczyźnie pionowej dla pokonywania pofałdowań ściany;
- posiadać konstrukcję umożliwiającą łatwe przekładanie za postępem ściany;
- posiadać konstrukcję lekką i trwałą;

- nie stwarzać ograniczeń dla jakości transportowanego materiału;
- zużywać mało energii;
- spełniać wymagania bezpieczeństwa określone normami;
- być łatwy w obsłudze i konserwacji.

Wymagania te spełnia przenośnik taśmowy samowyładowczy SW-2, specjalnie skonstruowany do lokowania kamienia w ścianie. SW-2 oznacza przenośnik samowyładowczy, a nr 2 drugą wersję techniczną urządzenia.

Konstruktorami tego przenośnika są mgr inż. Leszek Sawicki i dr inż. Jan Włoszek z KWK Piast. Przenośnik ten został przedstawiony na rys. 20, a jego zasada działania i współpraca z obudową zmechanizowaną zostały opisane w punkcie 4.1.3.

Przenośnik ten uzyskał pozytywne opinie jednostek zajmujących się atestacją urządzeń (tj. Samodzielnego Zakładu Badań i Atestacji GIG i Centrum Mechanizacji i Automatyzacji Górnictwa EMAG) i został dopuszczony do eksploatacji decyzją WUG.

4.1.3. Zastosowanie technologii lokowania odpadów w zrobach zwałowych ściany - praktyczna weryfikacja rozwiązania

Po uzyskaniu zgody OUG na wypełnianie zrobów odpadową skałą płoną w trybie zatwierdzania Planu Ruchu Zakładu Górniczego przystąpiono do zbrojenia ściany.

Nowa technologia lokowania kamienia pod ziemią (patent 165658) została zastosowana po raz pierwszy w kopalni Węgla Kamiennego Piast, w ścianie numer 970, na poziomie 650 m, w pokładzie 207 [103]. Ściana ta została wyposażona w obudowę Glinik 17/34 Pz specjalnie skonstruowaną do tego typu technologii [98], kombajn KGS 320 z systemem posuwu poltrak (wymieniony w listopadzie 1993 roku na eickotrak), przenośnik ścianowy Rybnik 80 i przenośnik taśmowy samowyładowczy SW-2 w polu odzawałowym. Ściana posiadała wybieg 570 m i długość 76 m wynikającą z tektoniki złoża (do prób wybrano ścianę krótką).

Na rysunku 18 przedstawiono sposób odstawy urobku i transportu materiału do podsadzania zastosowane w ścianie podsadzkowo-zawałowej numer 970. Na mapie 1 pokazane zostało pole eksploatacyjne tej ściany oraz oznaczona droga transportu materiału podsadzkowego i odstawy urobku.

Materiał podsadzkowy w 100% stanowiła skała płona, oddzielana od urobku w zakładzie wzbogacania węgla na powierzchni lub pozyskiwana bezpośrednio pod ziemią w trakcie wykonywania wyrobisk przygotowawczych kamienno-węglowych kombajnami.

W rejonie załadowni oddziału robót przygotowawczych dokonywano rozdziału wozów i formowano pociągi z materiałem podsadzkowym oraz z węglem. Pociągi z kamieniem podstawiano bezpośrednio pod oddział ze ścianą podsadzkowo-zawałową. Część kamienia pochodziła z prowadzonych przebudów wyrobisk korytarzowych oraz z drążonych wyrobisk udostępniających. W zależności od uwarunkowań lokalnych w kopalniach możliwe są również inne sposoby pozyskiwania kamienia, np. przez odkamienianie urobku pod ziemią [63].

Nie stosowano wcześniejszego kruszenia ani przesiewania kamienia. W przypadku występowania zbyt dużej ilości nadziarna w materiale podsadzkowym (tj. brył kamienia utrudniających transport przenośnikami) istnieje możliwość zamontowania kruszarki udarowej, np. Glinik lub odpowiedniej pod względem parametrów firmy Briden na przenośniku zgrzebłowym odbierającym kamień spod wywrotu wozów.

Kamień do podsadzania dowożono w rejon oddziału w wozach o pojemności 2,23 m^3 i opróżniano je w typowym wywrocie zabudowanym na stacji materiałowej oddziału (fot. 1). Dalej kamień był transportowany do ściany na odległość około 1500 m przenośnikami zgrzebłowymi i taśmowymi.

Na pierwszym przenośniku zgrzebłowym, który transportował kamień bezpośrednio spod wywrotu, była zabudowana hydraulicznie sterowana zastawka (fot. 2) umożliwiająca regulowanie strugi nosiwa.

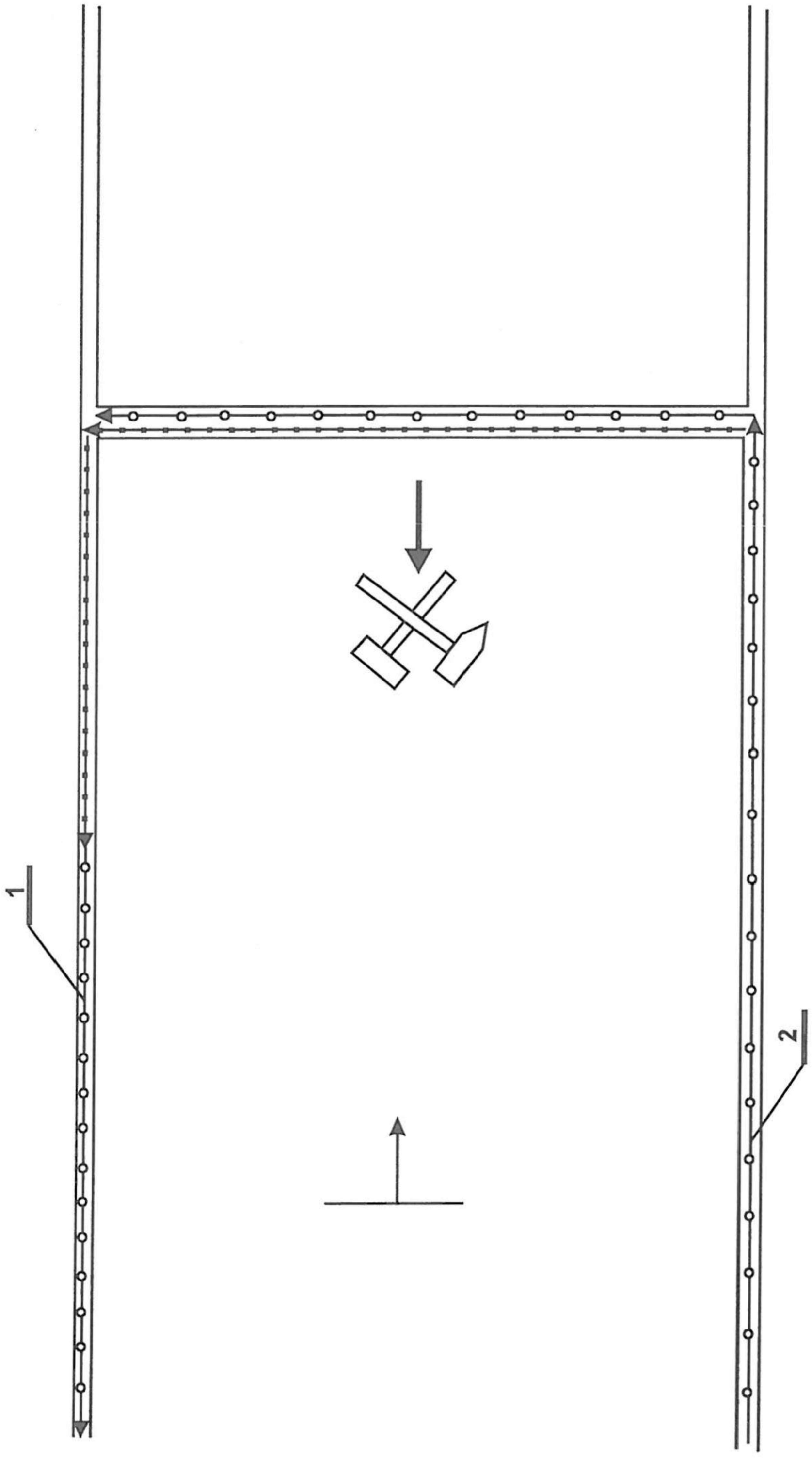
Regulowanie to było konieczne, gdyż występowała zmienna wielkość nadawy kamienia w trakcie opróżniania wozów, która cyklicznie była zbyt duża i zbyt mała w stosunku do wydajności przenośników taśmowych. Względy eksploatacyjne przemawiają za ograniczeniem do minimum liczby stosowanych przenośników zgrzebłowych na drodze transportu kamienia do ściany. Kamień powoduje bowiem szybkie ścieranie blach w rynnach, a jego drobne frakcje oklejają zgrzebła i powodują wciąganie kamienia przez dolną gałąź łańcucha pod przenośnik (tzw. podbijanie). Zmusza to do ciągłego wybierania kamienia spod niego. W chodniku przyścianowym skała płona była transportowana przenośnikiem taśmowym, którego napęd był zlokalizowany w pobliżu stacji zwrotnej, a następnie była podawana na przenośnik taśmowy (może także być zgrzebłowy), którego trasa była częściowo podwieszona, a częściowo ułożona na spągu wyrobiska pod przenośnikiem podającym (rys. 19).

Takie rozwiązanie pozwalało na wciąganie jednego przenośnika pod drugi i umożliwiało bezkolizyjne dokonywanie przekładek przenośnika, który podawał materiał podsadzkowy na przenośnik SW-2 zainstalowany w ścianie z zachowaniem ciągłości wydobycia. Przenośnik SW-2 (rys. 20) został skonstruowany specjalnie do potrzeb technologii podsadzkowo-zawałowej. Transportuje on kamień wzdłuż ściany i umożliwia jego zrzucanie do pustki poeksploatacyjnej w dowolnie wybranym punkcie trasy.

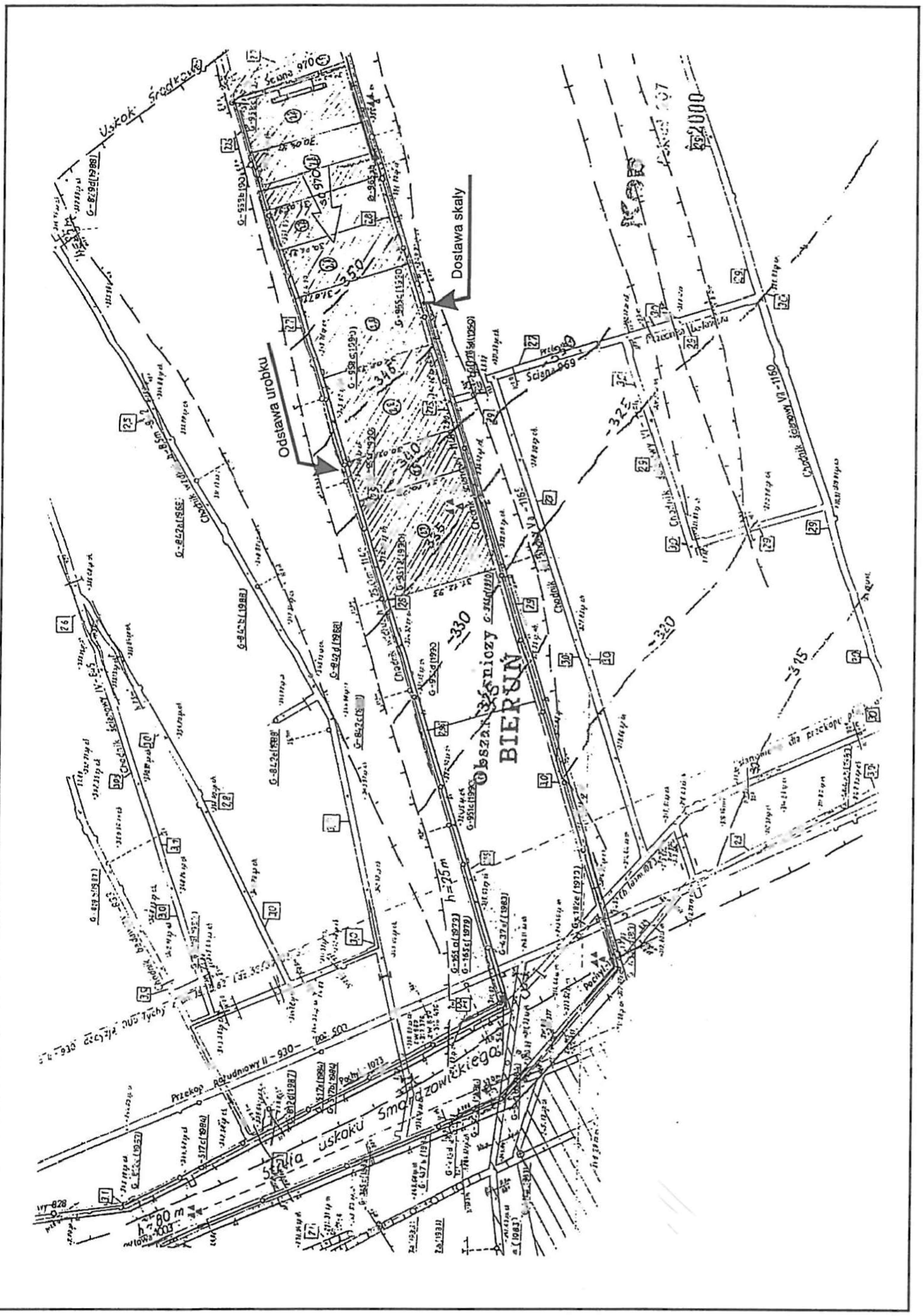
Przenośnik SW-2 jest wyposażony w wózek rozładowczy, który unosi taśmę ponad konstrukcję i posiada zgarniak zrzucający nosiwo. Wózek ten jest poruszany przez transportowane przenośnikiem nosiwo i musi być blokowany w miejscu wybranym do rozładunku za pomocą odpowiedniej zapadki. Ruch powrotny wózka rozładowczego jest realizowany przy pustym przenośniku poprzez wykorzystanie sprzęgła ciernego, sterowanego dźwignią, zakleszczającego taśmę przenośnika do wózka i włączenie ruchu taśmy w kierunku odwrotnym niż roboczy (do tyłu). Przy stacji zwrotnej przenośnika znajduje się krzywka, która powoduje automatyczne rozłączenie sprzęgła przy dojeździe wózka do początku trasy.

Wypełnienie zrobów kamieniem jest prowadzone od stacji zwrotnej przenośnika SW-2 znajdującej się w chodniku przy końcu ściany w kierunku do wysypu ze ściany. Przejazd wózkiem rozładowczym odbywa się po zapełnieniu pustki poeksploatacyjnej na długości całej ściany, po całkowitym opróżnieniu z kamienia przenośnika SW-2.

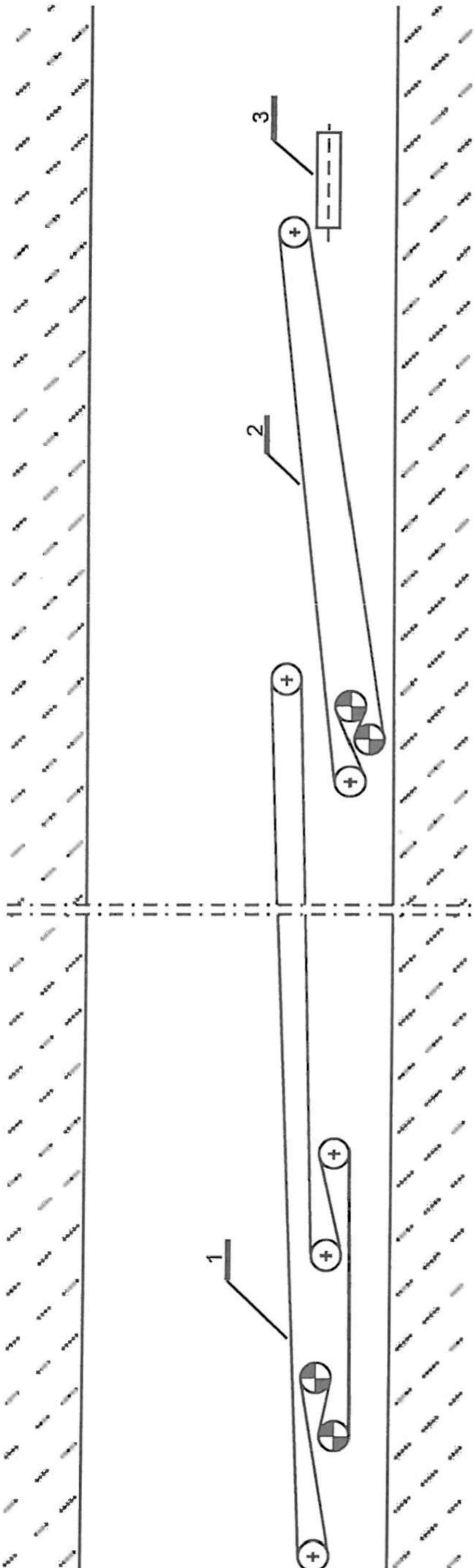
Wózek rozładowczy jest wyposażony w specjalne ślizgi, a jezdnię dla niego stanowi trasa przenośnika. Trasa przenośnika jest zbudowana z przęseł wykonanych z kątowników, przęsła te mają długość 3 m i są między sobą łączone przegubowo. Przeguby umożliwiają wzajemne odchylanie się przęseł o kąt 7° (po 3°30' od poziomu), a długość przęseł zapewnia, że każde z nich jest zawsze podparte przynajmniej w jednym miejscu, niezależnie od rabowania obudowy w ścianie. Taka konstrukcja pozwala na układanie się przenośnika w ścianie w przypadku występowania pofałdowań i zapewnia sztywność w płaszczyźnie poziomej, umożliwiającą przekładanie przez przesuwane sekcje obudowy zmechanizowanej bez konieczności stosowania dodatkowych urządzeń do korekcji jego trasy. Przenośnik taśmowy musi mieć możliwość przemieszczania się wraz z postępem ściany, a jednocześnie zachować prostoliniowość.



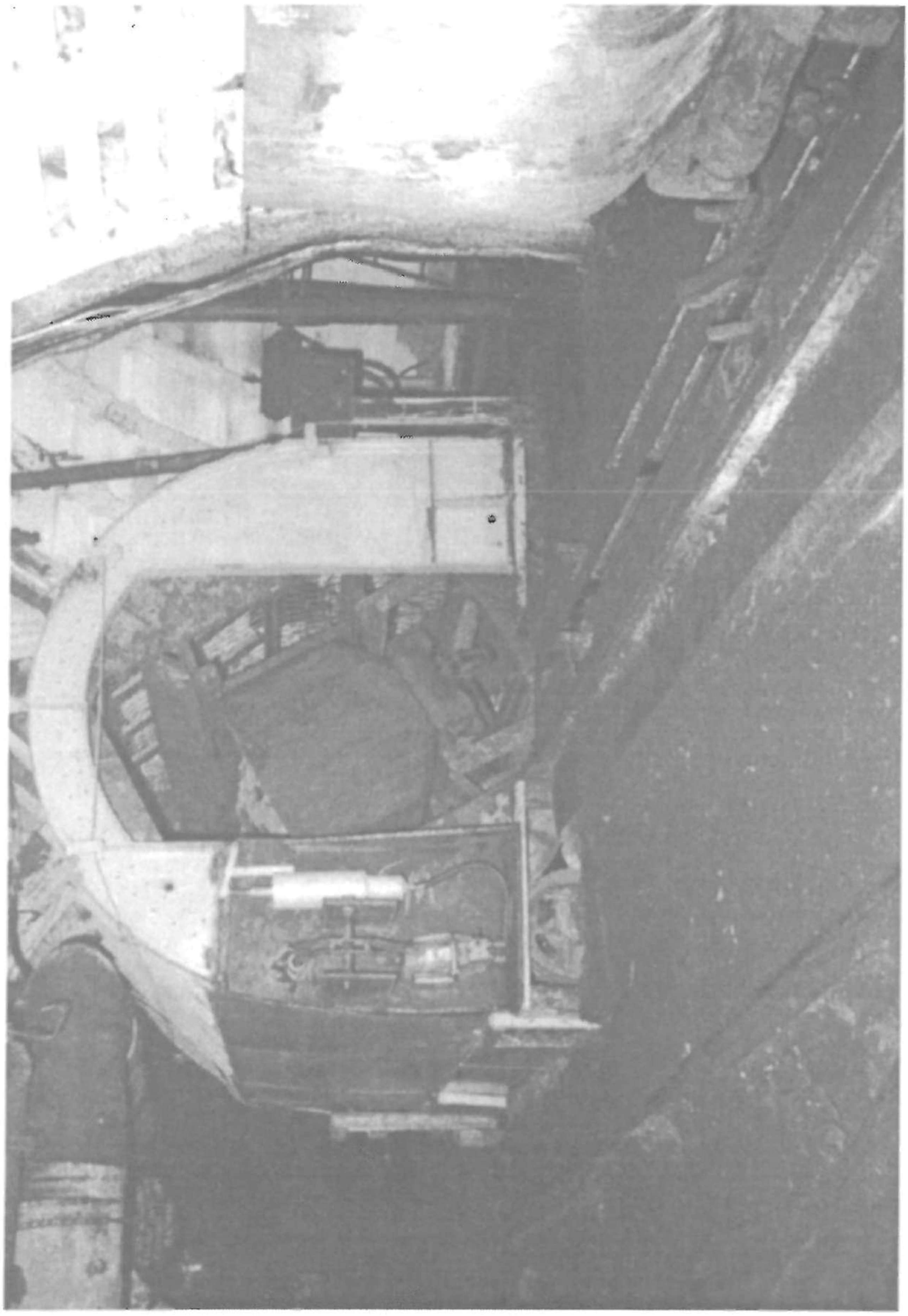
Rys. 18. Schemat odstawy węgla i dostawy kamienia do ściany
1. odstawa węgla
2. dostawa kamienia



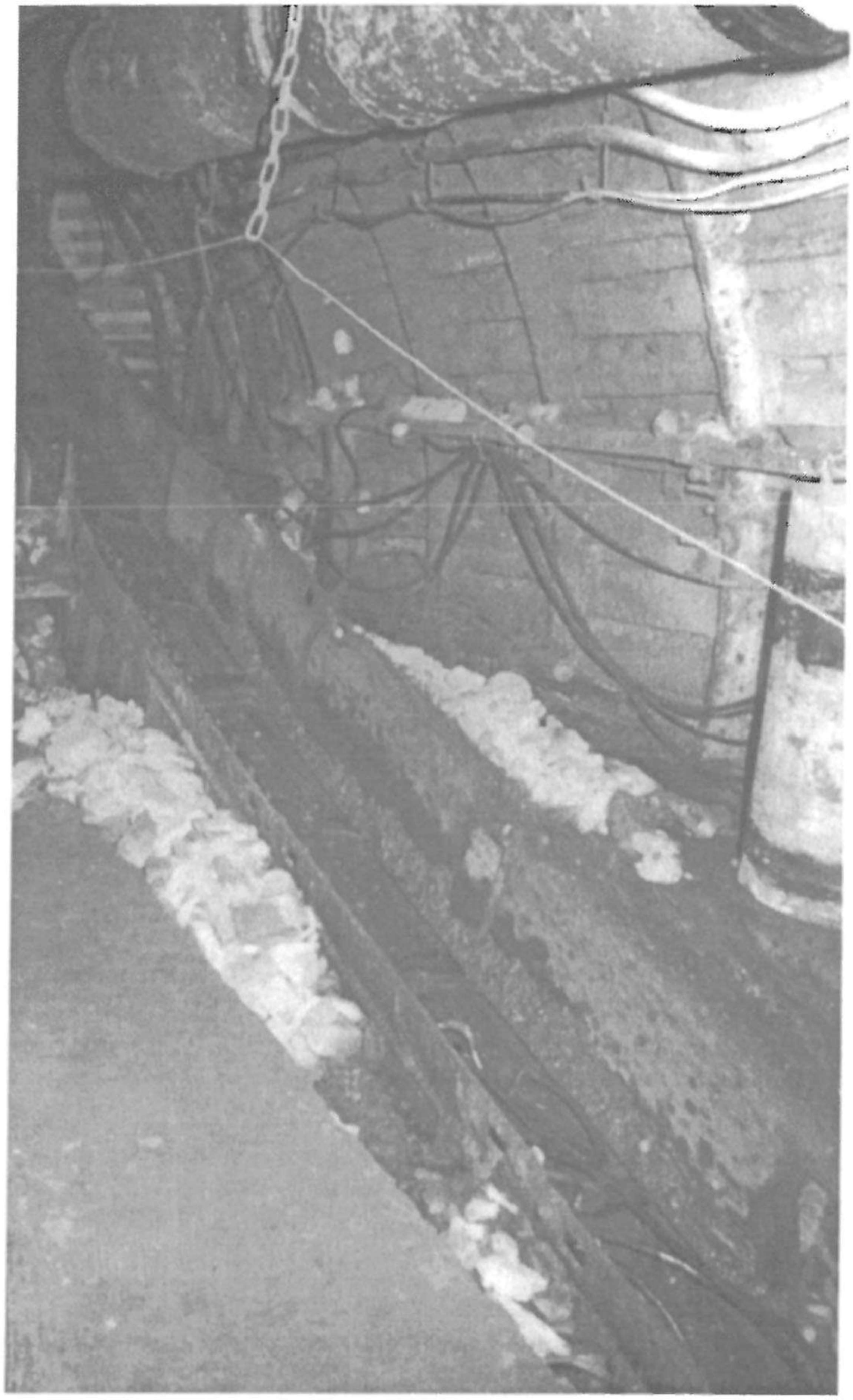
Mapa 1. Pole eksploatacyjne z zaznaczonymi drogami odstawy urobku i transportu materiału podsadzkowego



Rys. 19. Sposób dostarczania kamienia do ściany
1. przenośnik taśmowy stały
2. przenośnik przejezdny częściowo podwieszony częściowo leżący na spągu
3. stacja zwrotna przenośnika taśmowego samowyładowczego SW-2

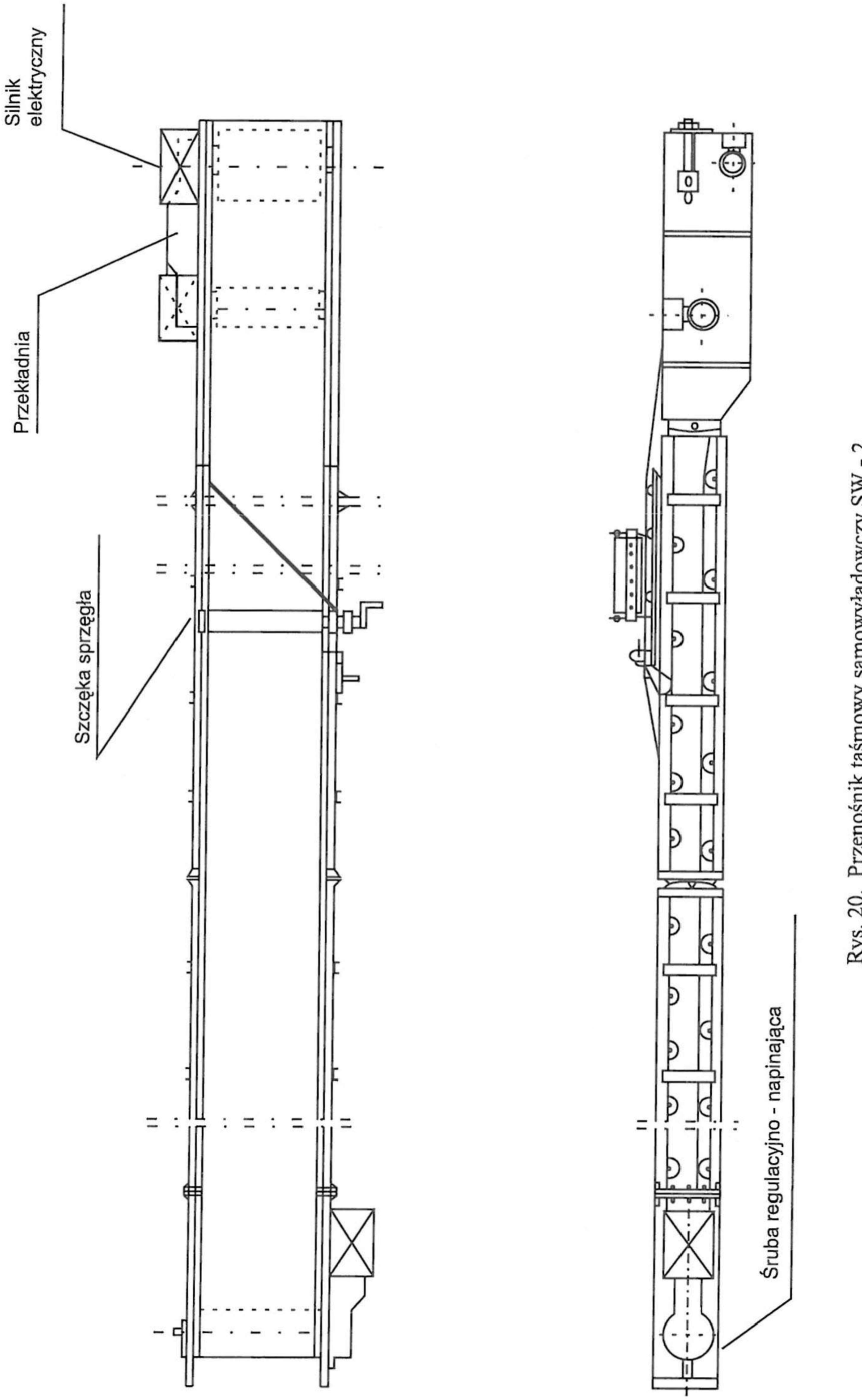


Fot. 1. Wywrót wozów na stacji materiałowej oddziału

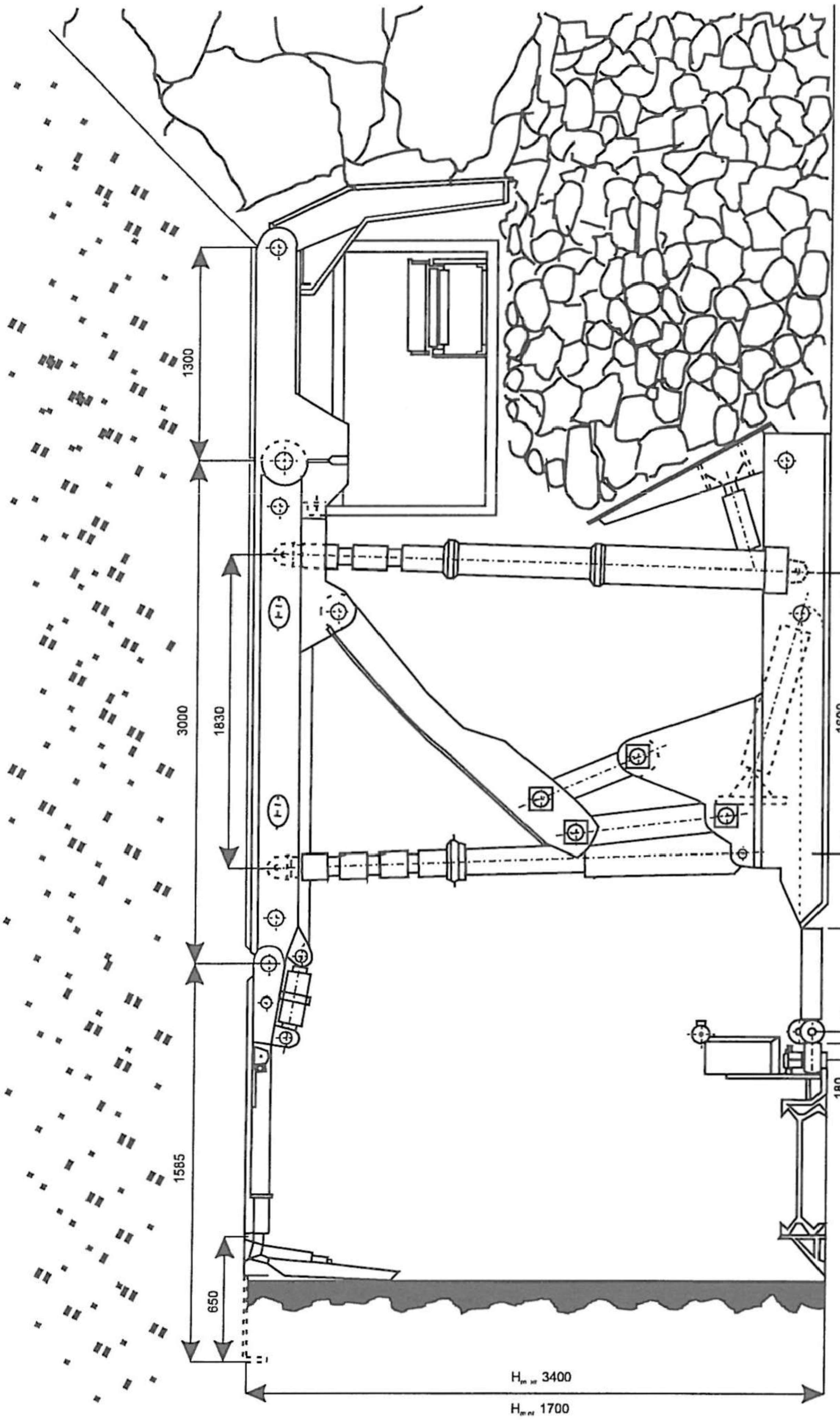


Fot. 2. Hydraulicznie sterowana zastawka na przenośniku odbierającym kamień spod wywrotu wozów

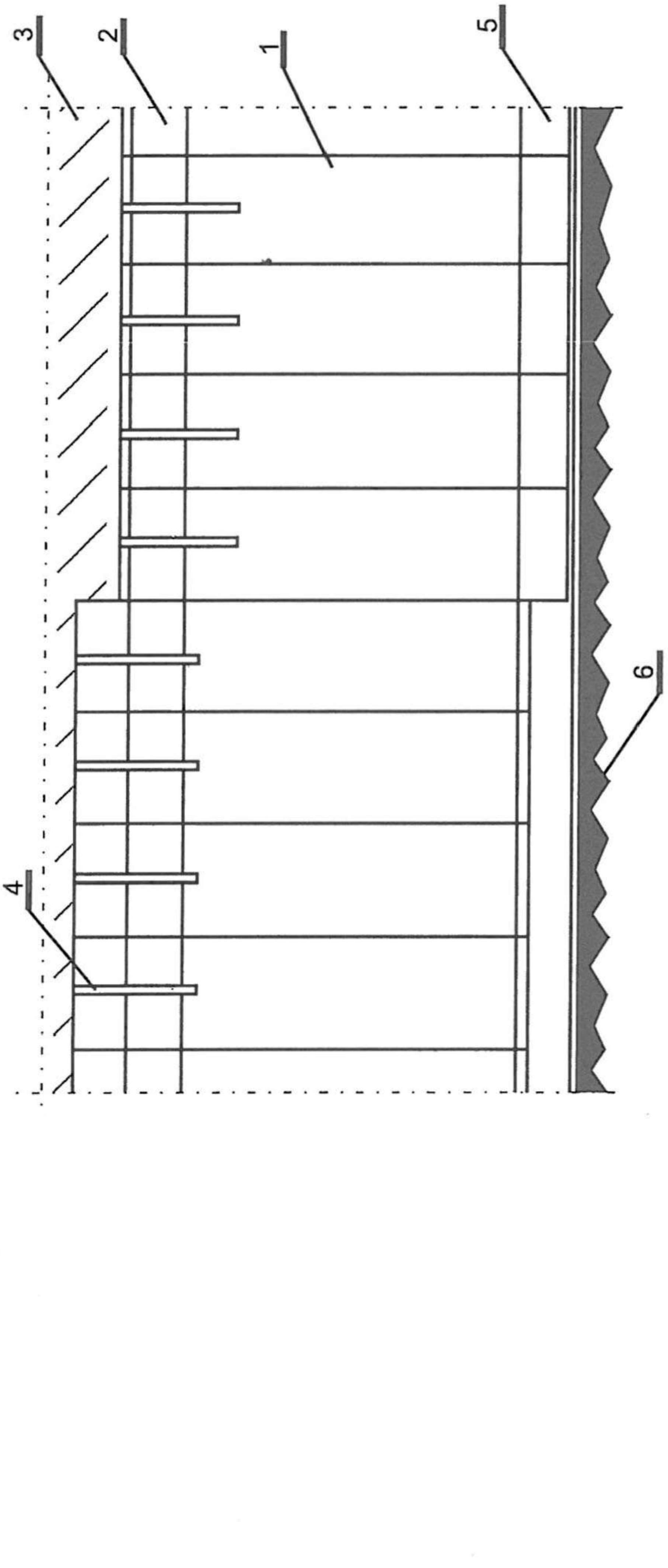
Fot. 3. Przenośnik taśmowy samowyładowawczy SW-2 w polu podsadzanym ścianowym.
Widoczna jest rama, na której spoczywa wózek rozładowczy.



Rys. 20. Przenośnik taśmowy samowyładowczy SW - 2



Rys. 21. Obudowa posadzkowo-zawałowa GLINIK-17/34-Pz w ścianie z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych



Rys. 22. Schemat przedstawiający sposób przekładania obudowy i przenośnika SW-2 w ścianie:
1. sekcja obudowy
2. przenośnik taśmowy samowyładowczy SW-2
3. zroby
4. ramka, na której posadowiony jest przenośnik SW-2
5. przenośnik zgrzebłowy Rybnik 80
6. ocios węglowy

Tą możliwość stworzono poprzez swobodne ułożenie przenośnika na ramkach podwieszonych do tylnych części stropnic obudowy (rys. 21, 22, fot. 3.). Ramki zostały zaprojektowane w taki sposób, że ich szerokość jest sumą szerokości przenośnika taśmowego SW-2 i kroku obudowy ścianowej, przewidziano również niezbędne luzy dla przejazdu wózka.

Dzięki temu przenośnik służący do zasypywania zrobów zachowuje prostoliniowość na całej długości, pomimo dokonywania przekładek poszczególnych sekcji obudowy ścianowej, i jednocześnie jest przesuwany przez te sekcje. W tabeli 4 podano parametry techniczne przenośnika SW-2.

Tabela 4 Dane techniczne przenośnika taśmowego, samowyładowczego SW-2

Wyszczególnienie	**Parametry**
Szerokość taśmy	580 mm
Moc napędów	od 2 x 11 kW do 4 x 11 kW zależnie od długości
Napięcie zasilania	500 V
Wydajność	150 t/h
Prędkość taśmy	1,5 m/s
Długość maksymalna	150 m
Uziarnienie nosiwa	0 ÷ 400 mm (możliwość transportu brył długich)
Dopuszczalne nachylenie	do 14°

Zastosowanie przenośnika taśmowego w ścianie do wypełniania zrobów przynosi szereg korzyści, a mianowicie: ułatwia rozładunek, powoduje, że przenośnik jest lekki i zużywa mało energii, a przy tym jego trwałość jest większa od przenośnika zgrzebłowego.

4.1.4. Doświadczenia uzyskane w trakcie eksploatacji ściany zwałowej z lokowaniem kamienia w zrobach

W ścianie nr 970, prowadzonej w pokładzie 207, na poziomie 650 m, w Kopalni Piast po raz pierwszy zastosowano tego rodzaju technologię. Głównym celem było sprawdzenie wyposażenia oraz organizacji pracy i możliwości technicznych, jakie stwarza ten system eksploatacji i sposób kierowania stropem [96, 99, 100].

Sprawdzono wzajemną współpracę przenośnika ścianowego Rybnik 80, obudowy zmechanizowanej podsadzkowo-zawałowej oraz przenośnika taśmowego samowyładowczego SW-2.

Szczególną uwagę zwrócono na współpracę obudowy z górotworem, konwergencję stropu, zachowanie się stropnicy wysuwno-wychylnej, kształtowanie się zawału oraz stopień wypełnienia zrobów odpadową skałą płoną. Przeprowadzono pomiary ciśnień emulsji hydraulicznej zasilającej obudowę oraz ciśnień występujących w stojakach, zweryfikowano w praktyce założenia konstrukcyjne obudowy i przenośnika taśmowego samowyładowczego, wykonano pomiary zasięgu tworzenia się zawału nad przestrzenią poeksploatacyjną – przy wykorzystaniu metody tomografii sejsmicznej, dla ściany z lokowaniem kamienia w zrobach oraz dla ściany prowadzonej w tym samym rejonie z pełnym zawałem stropu [66].

Przeprowadzono próby ruchowe, a zebrane doświadczenia pozwoliły również na wyeliminowanie wcześniej zgłaszanych wątpliwości dotyczących zachowania się górotworu, z których główną była możliwość uzyskania pustej przestrzeni do lokowania kamienia.

Współpraca obudowy z górotworem

Na podstawie obserwacji stwierdzono, że:

– obudowa dobrze współpracuje z górotworem i prawidłowo zabezpiecza strop, możliwe jest uzyskanie wygodnego przejścia w polu roboczym (przyociosowym) w zakresie wysokości urabiania od 2,5 m do 3,4 m; w niższym zakresie pracy obudowy przejście to jest zbytnio zawężane przez układ lemniskatowy, który wysuwa się do tego pola; oznacza to, że dla ścian niższych od 2,5 m obudowa powinna posiadać krótsze lemniskaty;

– pole komunikacyjne pod obudową jest wygodne i bezpieczne;

– uzyskuje się dużą przestrzeń do lokowania odpadów;

– podczas wybierania pokładu o grubości od 2,7 do 3,0 konwergencja stropu w normalnych warunkach nie przekraczała na końcu stropnicy 0,3 m, pomimo niskiego ciśnienia zasilania obudowy, które wynosiło 20 MPa, czyli przy znacznie zaniżonej podporności wstępnej obudowy;

– wychylno-wysuwna stropnica pozwala na dobre zabezpieczenie i prawidłowe utrzymanie stropu nad wybraną przestrzenią;

– podczas pomiarów ciśnienia w stojakach nie stwierdzono nigdy przekroczeń wartości warstw nastaw na blokach zaworowych, dla stojaków przednich wartość ta wynosi 47 MPa, a dla tylnych 46 MPa;

– stwierdzono, że czasami występują duże różnice ciśnień w stojakach tylnych tych samych sekcji, co oznacza, że obudowa jest poddawana działaniu momentu skręcającego i potwierdza słuszność lemniskatowej konstrukcji;

– nie stwierdzono zagłębiania się spągownic w skały, co potwierdza właściwy dobór i określenie nacisków jednostkowych wywieranych przez obudowę na spąg ściany;

– nie stwierdzono niszczenia struktury skał w stropie przez obudowę (tzw. tratowania stropu), pomimo że od chwili odsłonięcia przez kombajn do przejścia w zawał strop jest poddawany 10-krotnie obciążeniom wynikającym z rabowania i podbudowywania (tzw. pompowanie stropu), a była to jedna z głównych obaw dotyczących warunków utrzymania wyrobiska w fazie projektowania technologii;

– nie stwierdzono występowania obwałów nawet przy braku wypełniania zrobów kamieniem;

– z uwagi na konstrukcję obudowy, która posiada sztywną stropnicę i spągnicę, istnieje konieczność ograniczenia siły rabowania stojaków, a szczególnie przedniego, o dużej średnicy, gdyż w przypadku gdy jeden ze stojaków jest rabowany, a pozostałe są rozparte, istnieje możliwość wyrwania stojaka z gniazda; problem ten został tu rozwiązany przez producenta – można wprowadzić zawory przelewowe ograniczające ciśnienie w przestrzeni nadtłokowej stojaków podczas rabowania; w przypadku ściany 970 problem ten został rozwiązany przez inny sposób mocowania zabezpieczeń ustalających położenie stojaka w spągnicy i obniżenie ciśnienia zasilania obudowy do 20 MPa;

– stwierdzono spadki ciśnienia w trakcie manewrowania obudową z 20 MPa do 17 MPa;

– najniższe zmierzone ciśnienie, przy którym możliwe było dokonanie przekładki obudowy, wynosiło 17 MPa, przy ciśnieniu w magistrali spływowej 1 MPa.

Niskie ciśnienie zasilania powodowało spadek podporności wstępnej obudowy, co było przyczyną wzrostu konwergencji stropu do 0,3 m na końcu stropnicy od strony zawału. Zjawisko to występowało podczas przechodzenia ścianą przez uskok o zrzucie 1 m i występującym

przy tym lokalnie słabym łupku w stropie, co powodowało wzmożone obciążenie obudowy i obsypywanie się stropu.

W związku z tym podniesiono ciśnienie zasilania do 24 MPa i przygotowano magistralę zasilającą z węży czterooplotowych, aby w razie konieczności zwiększyć ciśnienie do wartości nominalnej 30 MPa. Poprzez zwiększenie ciśnienia zasilania podniesiono podporność wstępną obudowy i zwiększono siłę przesuwu sekcji, w konsekwencji poprawiły się warunki pracy w ścianie.

W tabeli 5 podano przykładowo wyniki pomiarów ciśnienia emulsji w stojakach obudowy w ścianie.

Tabela 5. Ciśnienia w stojakach obudowy Glinik 17/34 Pz w ścianie 970

Nr sekcji	12	25	38	42
Stojak	Przedni Tylny Lewy Prawy	Przedni Tylny Lewy Prawy	Przedni Tylny Lewy Prawy	Przedni Tylny Lewy Prawy
Przed urabianiem [MPa]	19 22 21	21,5 21 21,5	22 25 22	28 40 23
Po urobieniu [MPa]	19 22 21	32 42 43	28 35 28	23 40 25
Po przekładce sekcji [MPa]	20 22 20	20 37 42	18 38 38	30 43 23

Działanie przenośnika taśmowego samowyładowczego SW-2

Drugim prototypowym urządzeniem zastosowanym w ścianie 970 był przenośnik taśmowy samowyładowczy SW-2 i dlatego na ten przenośnik również zwrócono szczególną uwagę.

Przenośnik SW-2 dobrze współpracuje z obudową zmechanizowaną ściany. Zastosowane przeguby do łączenia przęseł umożliwiają jego właściwe układanie się w ścianie; ramki, na których spoczywa, umożliwiają samoczynne przekładanie się przenośnika za postępem ściany z zachowaniem prostoliniowości, nie ma potrzeby stosowania żadnych dodatkowych urządzeń stabilizujących jego położenie i wspomagających przekładanie. Pod względem funkcjonalnym przenośnik sprawował się bardzo dobrze i nie było potrzeby dokonywania istotnych zmian w jego konstrukcji oraz zasadzie działania. Operatorzy sekcji obudowy zmechanizowanej muszą zwracać uwagę podczas rabowania, aby nie uszkodzić przenośnika posadowionego na ramkach podwieszonych do stropnic. Korzystne jest zastosowanie taśmy trudnopalnej z gumy chloroprenowej, gdyż charakteryzuje się ona dużo większym współczynnikiem tarcia o bębny napędowe w stosunku do taśmy z PCW i nie ślizga się nawet w przypadku transportu mokrego nosiwa. Możliwe jest skracanie i wydłużanie przenośnika zależnie od potrzeb w trakcie prowadzenia eksploatacji ściany. Odbywa się to przez dokładanie lub ubieranie przęseł trasy i taśmy. Wydajność przenośnika i moc zainstalowanych napędów są wystarczające. Prześwit pomiędzy stropnicami obudowy a taśmą i szerokość przenośnika pozwalają na stosowanie materiału podsadzkowego o uziarnieniu od 0 do 400 mm. Możliwy jest transport brył o większych wymiarach wzdłużnych – nawet do 1000 mm. Podczas eksploatacji ściany powstającą pustkę zapełnia się kamieniem w tym samym czasie, w którym jest prowadzone urabianie. Obłożenie w ścianie podsadzkowo-zawałowej w stosunku do ścian zawałowych jest większe o 2 pracowników, którzy obsługują przenośnik rozładowujący kamień. W tabeli 6 podano obłożenie ściany podsadzkowo-zawałowej, prowadzonej z tą technologią wypełniania zrobów.

Poza brygadą, której skład został wyszczególniony w tabeli 6, w ścianie zatrudnia się na każdej zmianie 1 elektryka i 2 ślusarzy, a na zmianie konserwacyjnej 2 elektryków i 4 ślusarzy (skład ten na zmianach konwerwacyjnych i remontowych może być inny – zależnie od potrzeb).

Obłożenie pracowników z oddziałów energomaszynowych nie różniło się od występującego we wszystkich ścianach prowadzonych z pełnym zawałem stropu w kopalni Piast.

Przenośniki dostarczające skałę do ściany i wywrót wozów obsługiwało na każdej zmianie 6 pracowników.

Na rysunku 23 jest przedstawiony harmonogram pracy w ścianie z lokowaniem kamienia z zrobach zawałowych.

Tabela 6. Obłożenie ściany z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych

Wyszczególnienie	Zm. I	Zm. II	Zm. III	Zm. IV
Przodowy	1	1	1	1
Kombajniści	2	2	2	-
Układanie kabla	1	1	1	-
Przekładka obudowy	2	2	2	-
Przebudowa skrzyżow. na napędzie ściany	2	2	2	-
Przebudowa skrzyżow. przy stacji zwrotnej	2	2	2	-
Czyszczenie sekcji	1	1	1	-
Obsługa przenośnika SW-2 - lokowanie odpadu	2	2	2	-
Konserwacja, strzelanie zruszające	-	-	-	5
Razem:	14	14	14	6

Wyniki eksploatacyjne

Podczas prowadzenia ściany uzyskano wypełnienie zrobów na wysokość od 1,2 do 1,5 m. Unikano lokowania kamienia na długości 3 metrów (2 sekcji) przy skrzyżowaniach ściany z chodnikami, ponieważ zasypywanie tych miejsc kamieniem utrudniało rabowanie i przebudowę stojaków indywidualnych stosowanych do zabudowy skrzyżowań.

W tabeli 7 przedstawiono wyniki produkcyjne uzyskane w ścianie podsadzkowo-zawałowej nr 970.

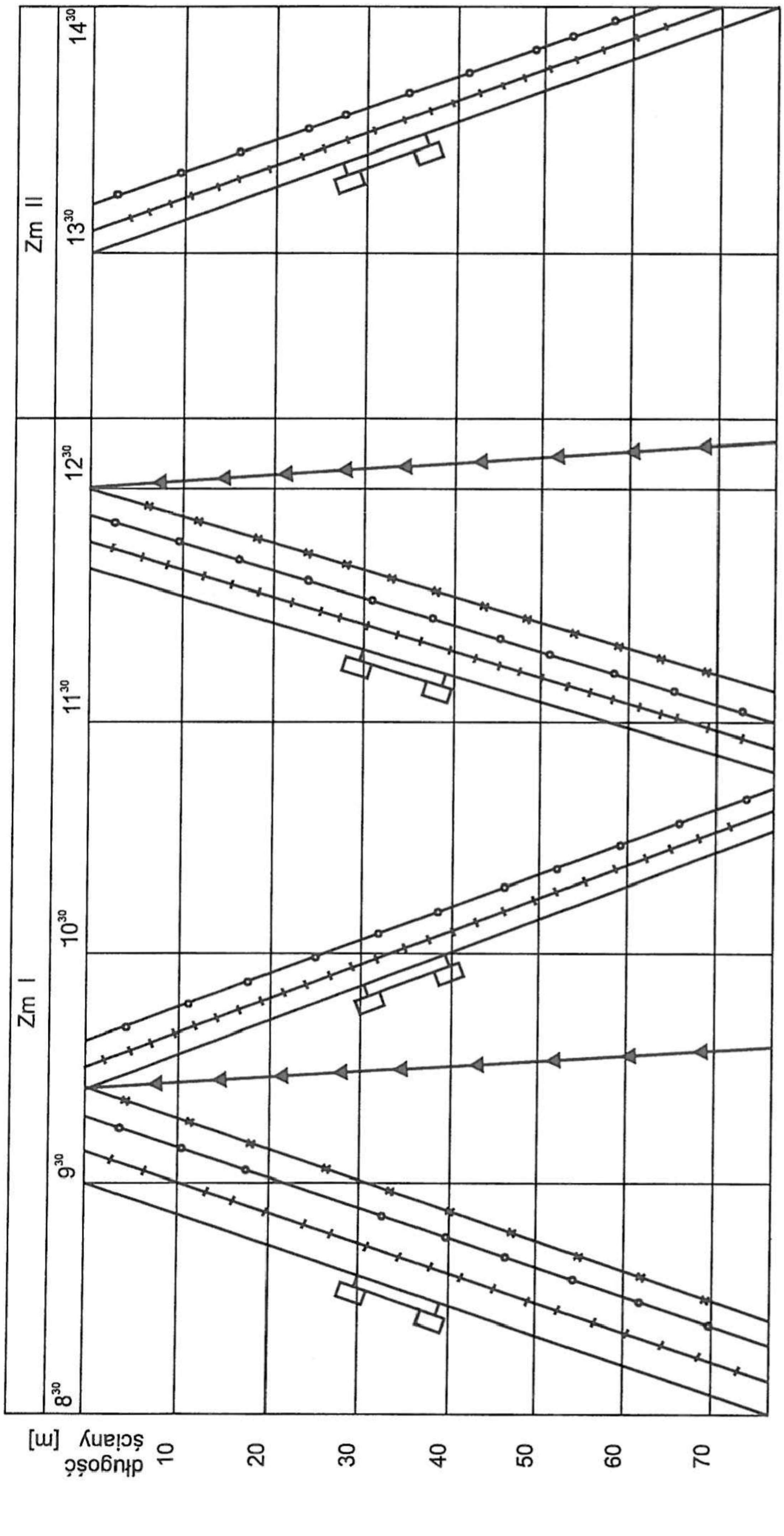
W tabeli 8 pokazano wydajności eksploatacji i podsadzania osiągnięte w tej ścianie.

Do obliczenia wydajności uwzględniono dniówki przepracowane przez członków brygad ścianowych. Wydajność całkowita określająca rezultat ekonomiczny ściany wynika z wydajności urabiania i podsadzania.

Stosunkowo niskie wartości uzyskanych wydajności wynikają z faktu, iż ściana była bardzo krótka.

W normalnym układzie pracy wykonywano w trakcie zmiany 3 zabiory, osiągając tym samym postęp 1,6 m. Wydobywano przez to 450 t węgla, a wykonana pustka poeksploatacyjna pozwalała na ulokowanie w ciągu takiej zmiany 250 t kamienia.

W pierwszym miesiącu eksploatacji wypełniono również obcinkę zbrojeniową ściany, stąd wynikają wyższe wskaźniki.



Rys. 23. Harmonogram pracy w ścianie podsadzkowo-zawałowej

Tabela 7. Wskaźniki charakteryzujące eksploatację w ścianie podsadzkowo-zawałowej nr 970

Kolejny miesiąc od uruchomienia ściany	Obłożenie ścianozmiany	Postęp miesięczny	Wydobycie	Objętość urobionej calizny m^3	Długość ściany m	Wysokość ściany m	Ilość ulokowanego kamienia		Wskaźnik wypełnienia zrobów	
							m^3	t	objętościowo %	masowo %
1.	Rozruch ściany	12	3680	2554	76	2,8	1740	2957	68,1	76,8
2.	35	40	12611	8512	76	2,8	3428	5827	40,3	46,2
3.	35	40	13245	8512	76	28,	3184	5413	37,4	40,9
4.	28	29	8694	6171	76	2,8	2444	4154	39,6	47,8
5.	/25	34	10680	7325	76	2,8	3218	5471	44,5	51,2
6.	41	59	17497	12555	76	2,8	4518	7678	36,0	43,9
7.	41	60	18503	12768	76	2,8	4509	7666	35,3	41,4
8.	27	28	8828	5958	76	2,8	2438	4144	40,9	46,9
9.	ściana zatrzymana	--	--	--	--	--	--	--	--	--
10.	53	70	21496	14364	76	2,7	3397	5775	23,6	26,9
11.	49	77	23528	15800	76	2,7	4545	7726	28,8	32,8
12.	52	82	25531	16826	76	2,7	3656	6215	21,7	24,3

Tabela 8. Wskaźniki określające wydajność uzyskaną w ścianie 970, w której prowadzono lokowanie kamienia odpadowego w zrobach

Miesiąc od uruchomienia ściany	Liczba roboczodniówek	Wydajność eksploatacji t/rdn	Wydajność podsadzania	
			t/rdn	m^3/rdn
1	145	26,621	20,393	11,993
2	488	25,842	11,941	7,025
3	529	25,038	10,229	5,951
4	381	22,819	10,903	6,415
5	395	27,038	13,851	8,147
6	673	25,999	11,109	6,713
7	654	28,292	11,721	6,894
8	443	19,928	9,354	5,503
9	-	-	-	-
10	856	25,112	6,746	3,968 uskok w ścianie
11	767	30,675	10,073	5,926
12	791	32,277	7,857	4,623

Prowadzenie eksploatacji i podsadzania w ścianie

Aby uprościć sposób zabudowy skrzyżowań ściany z chodnikami, zastosowano w przenośniku zgrzebłowym Rybnik 80 stację zwrotną niską tzw. najazdową. Dzięki temu stacja ta mogła być zlokalizowana w ścianie i nie trzeba było wykonywać wnęki, gdyż kombajn mógł urabiać caliznę aż do samego chodnika. Stacja zwrotna przenośnika taśmowego SW-2 została umieszczona pod pierwszą sekcją obudowy zmechanizowanej. Taki sposób rozmieszczenia elementów przenośników pracujących w ścianie pozwolił na wyprowadzenie na chodniki tylko napędu wysypowego przenośnika ścianowego Rybnik 80 i napędu wraz z przesypem przenośnika taśmowego wykorzystywanego do lokowania kamienia. Umożliwiło to zastosowanie typowego sposobu zabudowy skrzyżowania ściany z chodnikami i na każdym z nich zachodziła konieczność wypinania tylko od 1 do 3 łuków ociosowych obudowy chodnikowej na szerokości jednego z przenośników. Taki system jest dopuszczalny i typowy dla wszystkich ścian zwałowych. Rozwiązanie to pozwala na utrzymanie pracochłonności zabudowy skrzyżowań na poziomie występującym w bezwnękowych ścianach zawałowych, ułatwia utrzymanie stropu i wpływa korzystnie na warunki bezpieczeństwa pracy.

W pierwszym okresie ruchu ściany, który służył do szkolenia załogi, urabianie prowadzono niezależnie od wypełniania zrobów tzn. na zmianach, na których prowadzono wydobycie, nie lokowano kamienia w zrobach i odwrotnie. Po kilku dniach czynności związane z wypełnianiem zrobów zostały opanowane w takim stopniu, że zasypywanie zrobów zaczęto prowadzić na zmianach z wydobyciem, równolegle do prowadzonego urabiania. Po opanowaniu wszystkich czynności, w ciągu jednej zmiany wykonywano od 2 do 3 zabiorów (sporadycznie 4) i wypełniano zroby kamieniem, czyli wydobywano od 300 do 450 t węgla, a do zrobów wsypywano od 150 do 250 t kamienia (od 80 do 160 m^3).

Na wywrocie średnio opróżniono od 50 do 70 wozów (szczytowo 112) w ciągu jednej zmiany. Na wypełnienie zrobów kamieniem na całej długości 76 m i na szerokości 1 m (dwa

zabiory) potrzeba około 2 do 3 godzin pracy wywrotu i przenośników transportujących kamień. Konstrukcja wózka rozładowczego i przenośnika oraz przyjęta technologia powodują, że trzeba kilkanaście minut poświęcić na zjazd wózkiem do pozycji początkowej i na przekładki napędu przenośnika SW-2 w chodniku, którym dostarcza się materiał podsadzkowy do ściany.

Wpływa to na pewną nierytmiczność pracy wywrotu. Na podstawie obserwacji ruchowych i chronometraży można stwierdzić, że maksymalna liczba wozów, jaka może być opróżniana na wywrocie w ciągu jednej zmiany, w tym układzie technologicznym wynosi 120, a za liczbę pewną do osiągnięcia stale można uznać 100.

Jeżeli zostanie przyjęte, że współczynnik wypełnienia zrobów musi wynosić 50% to ilość dostarczanego kamienia czyli inaczej mówiąc liczba wozów, jaka może być opróżniona na wywrocie będzie limitowała możliwą do wykonania pustkę poeksploatacyjną, czyli może posłużyć do określenia postępu i długości ściany.

Konstrukcja przenośnika samowyładowczego i moc zainstalowanych w nim napędów również stanowią ograniczenie dla możliwej do stosowania długości ściany.

Najlepsze wyniki w urabianiu calizny i wypełnianiu zrobów uzyskuje się w ścianie podsadzkowo-zawałowej wtedy, gdy na początku zmiany ściana jest niepodsadzona na całej długości na głębokości 1 zabioru, a kombajn rozpoczyna wykonywanie zabioru od stacji zwrotnej przenośnika zgrzebłowego w kierunku wysypu ze ściany. Taka sytuacja pozwala na rozpoczęcie lokowania kamienia od początku zmiany bez konieczności oczekiwania na wykonanie pustki poeksploatacyjnej i usprawnia obieg wozów na wywrocie.

Dodatkową korzyścią, jaka z tego wynika, jest zapełnianie pustki o szerokości 2 zabiorów, co zmniejsza ilość przejazdów manewrowych wózkiem rozładowczym przenośnika SW-2. Dzięki temu wzrasta efektywność zasypywania zrobów kamieniem. Brak materiału do podsadzania nie stanowi w tym rozwiązaniu ograniczenia dla wydobycia, gdyż eksploatację ściany można prowadzić ze współczynnikiem wypełnienia zrobów niższym od 50%, a nawet bez lokowania kamienia. Jednakże prowadzenie wydobycia w ścianie przygotowanej do lokowania kamienia w zrobach bez wypełniania pustki jest działaniem niecelowym. Pewien komfort i bufor w pracy układu wydowyczo-podsadzkowego, jakim jest ściana z lokowaniem kamienia, został stworzony dzięki wyposażeniu obudowy w stropnice wysuwno-wychylne. Umożliwiają one zabezpieczenie stropu bez przekładania obudowy na całej ścianie na głębokości 1 zabioru, stwarza to zapas czasu około 1 godziny na wypadek problemów z dostawą kamienia do ściany.

Możliwość wykonania skrawu bez przekładania obudowy oraz ze współczynnikiem wypełnienia zrobów mniejszym od 50% są pozytywnymi cechami tej technologii, gdyż mogą być wykorzystywane do poprawy rytmiczności pracy ściany i przyczynić się do uzyskania odpowiedniej wydajności i postępu.

Praktyka wykazuje, że ściana o długości 76 m może uzyskać postęp dobowy do 4,5 m, co wymaga dostarczenia 380m^3 kamienia (170 wozów średnich) na dobę przy obłożeniu na 3 zmianach. Układ transportowy pozwala na osiągnięcie większej wydajności, gdyż jest przystosowany do dostarczania 300 do 360 wozów kamienia, tj. od 670 do 800 m^3 w ciągu doby.

Możliwy do uzyskania postęp ściany jest limitowany przez czas potrzebny na urabianie i wykonywanie przekładek przenośnika ścianowego [103, 104]. W ścianie tak krótkiej kombajn węglowy oczekuje na wykonanie wszystkich czynności związanych z przekładką przenośnika przy skrzyżowaniach z chodnikami, gdyż czas wykonywania zabioru jest krótki i nie wystarcza na wcześniejsze przygotowanie skrzyżowań. Praktycznie czas wykonywania jednego zabioru nie przekracza 30 minut. Wszystko to powoduje, że wywrót i układ transportowy nie są w pełni wykorzystywane z powodu braku pustki poeksploatacyjnej, w której lokuje się skałę płoną.

4.1.5. Określenie potencjalnych możliwości ściany z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych w zakresie wielkości wydobycia i lokowania kamienia. Optymalizacja pola ściany podsadzkowo-zawałowej

Określenie potencjalnych możliwości ściany

Zdobyte podczas eksploatacji ściany 970 doświadczenia i dokonane obserwacje pozwalają na sformułowanie kilku ogólnych wniosków określających potencjalne możliwości ściany z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych.

Organizacja pracy w ścianie podsadzkowo-zawałowej nie różni się zasadniczo od stosowanej w ścianach z pełnym zawałem stropu. Poza normalnie wykonywanymi czynnościami prowadzone jest tylko wsypywanie odpadów do zrobów. Nie wpływa to na proces urabiania. W zależności od konieczności ochrony obiektów na powierzchni można prowadzić wypełnianie zrobów w większym lub mniejszym stopniu.

W przypadkach uzasadnionych ekonomicznie i technicznie jest możliwe doszczelnianie zrobów mieszaniną popiołowo-wodną, co podniesie stopień wypełnienia zrobów i dodatkowo ograniczy wpływ eksploatacji na powierzchnię [52] poprzez zmniejszenie ściśliwości wsypanej do zrobów skały.

Z uwagi na zastosowanie w tym rozwiązaniu przenośnika taśmowego w polu odzwałowym, którego łączna moc napędów może wynosić 44 kW, długość przenośnika, a zatem i ściany nie powinna przekraczać 150 m.

Nie jest wykluczona zmiana napędów przenośnika taśmowego samowyładowczego i taki dobór wytrzymałości taśmy, aby ściana podsadzkowo-zawałowa mogła mieć długość 250 m, uznawaną za optymalną dla obecnie stosowanych nowoczesnych ścianowych przenośników zgrzebłowych i szybkich kombajnów.

Zastosowanie przenośnika taśmowego w polu oddzwałowym ułatwia prostoliniowe prowadzenie ściany, ogranicza możliwość „pokrzywienia" ściany, gdyż wszelkie odchylenia ściany od linii prostej są widoczne wzdłuż trasy przenośnika taśmowego.

Możliwe jest łączenie ściany z lokowaniem kamienia w zrobach ze ścianą zawałową tzn. można prowadzić ścianę, w której będzie prowadzone lokowanie kamienia na długości np. 100 m, a na pozostałych 150 m będzie występował pełny zawał stropu. **Oznacza to, że już dzisiaj jest możliwe prowadzenie ściany z lokowaniem kamienia, w której w ciągu jednej doby będzie wydobywane od 2500 do 4000 t węgla i równocześnie lokowane w zrobach kamień w ilości dochodzącej do 1000 m^3.** Ilość lokowanego w zrobach kamienia lub odpadów będzie zależała od przepustowości systemu transportowego, w którym wąskim gardłem jest wywrót i transport szybowy, jednakże jest możliwa modyfikacja tego systemu poprzez wprowadzenie transportu wozami samowyładowczymi np. Granby, transport materiałów rurociągami wolnospadowymi lub zsuwniami spiralnymi w szybie itp. Może to podnieść wydajność transportu. Z uwagi na przyjęty sposób transportu i pozostawienie prześwitu pod obudową w polu wypełnianym odpadami technologia ta może służyć do lokowania w zrobach nie tylko skały, ale i innych dopuszczalnych materiałów, które można dostarczać przenośnikami.

O opłacalności lokowania kamienia lub odpadów w zrobach ścian zawałowych decyduje grubość możliwej do wsypania warstwy. Praktycznie tą technologię można stosować przy wy-

korzystaniu obecnego wyposażenia w ścianach o wysokości powyżej 2,2 m. Pozwala to na ulokowanie w zrobach warstwy odpadu o grubości 1 m.

W ścianach niższych obudowa Glinik 17/34 Pz musiałaby być wyposażona w krótsze lemniskaty. Technologię tą można stosować również w ścianach prowadzonych w pokładach grubych podczas eksploatacji warstwami z góry w dół z zawałem stropu. W takim przypadku warstwa odpadu wsypywana do zrobów może być wykorzystywana jako czynnik ułatwiający i poprawiający rekonsolidację rumoszu zawałowego.

W przyszłości mogą być opracowane nowe konstrukcje przenośników, które umożliwiają prowadzenie eksploatacji z takim sposobem kierowania stropem w ścianach niższych lub pozwolą na uzyskanie większych współczynników wypełniania zrobów.

Optymalizacja długości ściany

Optymalizacja pola ściany z wypełnianiem zrobów zawałowych odpadami przy wykorzystaniu technologii opracowanej w KWK Piast powinna określić jej długość w taki sposób, aby możliwa była do uzyskania pełna rytmiczność pracy układu wydobywczo-podsadzkowego i równocześnie była w pełni wykorzystana wydajność zastosowanych urządzeń. Kryterium optymalizacji może być uzyskanie maksymalnej wydajności urabiania i wypełniania zrobów lub ewentualnie wielkości współczynnika wypełniania zrobów, jeżeli akurat to będzie uznane za najważniejsze.

Optymalizacji długości ściany można dokonać na podstawie przeprowadzonych wcześniej badań oraz pomiarów, analiz i obserwacji, czasu wykonywania zabioru w ścianie wraz z przekładkami napędów przenośnika zgrzebłowego i taśmowego oraz czasu niezbędnego na zapełnienie pustki poeksploatacyjnej kamieniem.

Wypełnianie zrobów w takiej ścianie nie wpływa na proces urabiania calizny i kierowania stropem (na zawał), zatem przy założeniu, że celem jest maksymalizacja wydobycia, można za optymalną uznać długość ściany wyznaczoną dla ścian z pełnym zawałem stropu.

Taki sposób rozpatrywania problemu powoduje, iż za poprawny dla tej technologii można uznać wywód określający optymalną długość ściany zawałowej [101, 102]. Uzyskiwanie maksymalnego wydobycia w ścianie spowoduje wytwarzanie maksymalnej pod względem objętości pustki poeksploatacyjnej w górotworze, a to stwarza potencjalną możliwość lokowania dużych ilości odpadów. **Możliwe jest również określenie optymalnej długości ściany przy założeniu, że najważniejsze jest zapełnienie zrobów, np. w celu obniżenia wskaźnika osiadania „a".** W takim przypadku optymalną długość ściany można określić analitycznie w sposób przedstawiony poniżej.

Objętość pustki poeksploatacyjnej jest uzależniona od postępu ściany, jej długości i grubości pokładu lub wybieranej warstwy. Jak zostało dowiedzione na podstawie prowadzonych wcześniej badań [101], postęp uzyskiwany w ścianach zawałowych w kopalni Piast zależy liniowo od ich długości.

Dla ścian o długościach z przedziału do 100 do 250 m może być on opisany wzorem:

$$M = c - d \cdot l \tag{5}$$

gdzie:

c, d - współczynniki określone metodą najmniejszych kwadratów,

M - postęp ściany w [m],

l - długość ściany w [m].

Dla ścian o długościach poniżej 100 m maksymalny postęp jest limitowany przez możliwą do wykonania liczbę przekładek napędów zlokalizowanych na skrzyżowaniach ścian z chodnikami.

W tak krótkich ścianach z reguły kombajn oczekuje na wykonanie wszystkich czynności związanych z przekładką napędów przenośnika ścianowego. Dlatego ich postęp ustala się na stałym poziomie i wynosi od 4,5 do 5 m/dobę (9 do 10 zabiorów).

Objętość wykonanej pustki poeksploatacyjnej jest równa objętości urobionej calizny i może być obliczona ze wzoru:

$$V = M \cdot l \cdot h \tag{6}$$

gdzie:

V - objętość urobionej calizny [m^3],

h - wysokość ściany [m].

Jak wykazano na podstawie prowadzonych wcześniej badań [101, 102], postęp miesięczny ściany jest zależny liniowo od jej długości, zatem korzystając ze wzoru (5) zależność (6) można zapisać w postaci:

$$V = (c - dl) \cdot lh \tag{7}$$

czyli

$$V = clh - dl^2h \tag{8}$$

Jest to równanie opisujące parabolę posiadającą maksimum [101].

Ponieważ zastosowany sposób transportu materiału podsadzkowego i wypełniania zrobów pozwala na zapełnienie pustki poeksploatacyjnej w 50% i znane są możliwości układu transportowego, można obliczyć optymalną długość ściany z lokowaniem kamienia odpadowego w zrobach zawałowych mając na uwadze maksymalne zapełnienie zrobów.

Objętość kamienia, który może być ulokowany w zrobach, jest równa połowie objętości wytworzonej pustki, zatem optymalną długość ściany można obliczyć wyznaczając maksimum paraboli opisanej równaniem:

$$\frac{\dot{V}}{2} = \frac{(clh - dl^2h)}{2} \tag{9}$$

Wyliczenia tego można dokonać, ponieważ znana jest objętość kamienia wysypywanego w ciągu doby na wywrocie.

Objętość ta wynosi 669 m^3 (300 wozów średnich), a zatem równanie (9) przyjmie postać:

$$2 \cdot 669 = clh - dl^2h \tag{10}$$

a po przekształceniu:

$$clh - dl^2h - 1338 = 0 \tag{11}$$

Współczynniki c oraz d zostały określone w trakcie wcześniejszych badań i dla ścian prowadzonych w pokładzie 207 i wyposażonych w przenośniki Rybnik 80 oraz kombajny KGS 320 przyjmują wartości [101]:

$$c = 111{,}675$$
$$d = 0{,}297$$

Ponieważ ściana prowadzona w tym rejonie ma wysokość 2,8 m równanie (11) przyjmuje postać:

$$111{,}675 \cdot 2{,}8 \cdot l - 0{,}297 \cdot 2{,}8 \cdot l^2 - 1338 = 0 \tag{12}$$

po obliczeniu pochodnej i przyrównaniu jej do zera otrzymujemy:

$$312{,}522 - 1{,}6631 = 0 \tag{13}$$

stąd optymalna długość ściany wyniesie 187 m.

Błąd obliczeń tym sposobem może wynosić 11 m [101].

Taka długość ściany wymaga opróżnienia na wywrocie 117 wozów kamienia o pojemności 2,23 m^3 na każdej zmianie, przy założeniu, że zostaną wykonane 2 zabiory tzn. że ściana uzyska 1 m postępu.

Praktyka wykazuje, że możliwe jest opróżnianie od 100 do 120 wozów na każdej zmianie, tak więc można wyznaczyć optymalne długości ścian z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych przy założeniu, że będzie uzyskiwany 50% wskaźnik wypełnienia pustki poeksploatacyjnej, dla różnych wysokości i różnych postępów dobowych, do tego celu można wykorzystać zależność:

$$V' = \frac{1}{2} h l z 0{,}5 \tag{14}$$

gdzie:

z - liczba zabiorów wykonywanych na zmianie,

0,5 - głębokość rzeczywista zabioru [m],

V' - pojemność sumaryczna opróżnionych wozów [m^3].

po przekształceniu zależności (14) przyjmuje postać:

$$l = \frac{2V'}{z 0{,}5 h} \tag{15}$$

Wykorzystując równanie (15) opisujące zależność pomiędzy długością ściany a możliwą do ulokowania ilością kamienia, przy uwzględnieniu wysokości ściany i liczby wykonywania za-

biorów, obliczono granice przedziałów określające optymalne długości ścian dla różnych wysokościach przy postępie 2 lub 3 zabiorów w ciągu jednej zmiany.

Wyniki tych obliczeń zestawiono w tabeli 9.

Tabela 9. Obliczone przedziały optymalnych długości ścian z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych

Wysokość ściany [m]	**Optymalna długość ściany [m]**	
	Dla 2 zabiorów/zmianie	**Dla 3 zabiorów/zmianie**
2,5	Od 178 do 214	Od 119 do 142
2,8	Od 159 do 191	Od 106 do 127
3,0	Od 148 do 178	Od 99 do 119
3,2	Od 139 do 167	Od 93 do 112
3,4	Od 131 do 157	Od 89 do 105

Do obliczeń przyjęto, że na jednej zmianie na wywrocie opróżnianych jest od 100 do 120 wozów o pojemności 2,23m^3

Uzyskanie dużej niezawodności ruchowej jest pewniejsze w ścianie krótkiej, dlatego w przypadku konieczności wypełniania zrobów w 50% korzystniejsze jest prowadzenie ścian o długościach z przedziału określonego dla trzech zabiorów (w tab. 9).

Zapewni to również uzyskanie większych postępów dobowych ścian, czyli wpłynie korzystnie na warunki utrzymania stropu i umożliwi pracę przenośnika SW-2 bez konieczności zwiększenia mocy napędów. Zwiększenie długości ścian przy planowanych 2 zabiorach na zmianie spowoduje ograniczenie ilości koniecznych do wykonania wyrobisk korytarzowych, czyli przyczyni się do obniżenia kosztów, ale jest związane z koniecznością zastosowania w przenośniku SW-2 napędów o większej mocy gdyż przewidziana w tej wersji (44 kW) jest za niska.

Podsumowując dotychczasowe doświadczenia zdobyte podczas prowadzenia ściany z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych można stwierdzić, że technologia ta sprawdziła się w praktyce, wszystkie urządzenia pracowały poprawnie, a ich konstrukcja jest prawidłowa i nie wymaga zmian i ulepszeń, pracochłonność związana z zasypywaniem zrobów jest niewielka, a wykonywane czynności nie są uciążliwe.

Uzyskano założone wydajności i wskaźnik wypełnienia zrobów. Organizacja pracy w ścianie i zastosowane urządzenia pozwalają na wypełnianie zrobów w trakcie prowadzenia urabiania i przekładki obudowy zmechanizowanej. Istnieje możliwość lokowania w pustce poeksploatacyjnej odpadów innych niż kamień. Przyjęty system transportu nie stwarza specjalnych wymagań dla materiału podsadzkowego.

Generalnie podsadzkowo-zawałowy system wybierania z wykorzystaniem tej technologii jest przeznaczony do eksploatacji pokładów o grubości od 2 do 4 m lub warstw w pokładach grubych eksploatowanych z góry w dół z tzw. rekonsolidacją stropu.

Nachylenie ścian prowadzonych podłużnie może wynosić od +14° do –14° i jest ograniczone przez zastosowanie transportu taśmociągiem w ścianie. Ostatnio zostały wyprodukowane i dopuszczone do stosowania w kopalniach taśmy o profilu groszkowym (ich powierzchnia jest pokryta półsferycznymi zgrubieniami), które umożliwiają transport przenośnikami taśmowymi przy nachyleniach ±22°, może to rozszerzyć zakres nachyleń podłużnych ściany. Nachylenie ścian prowadzonych poprzecznie może wynosić 10° i jest ograniczone przez konstrukcję obudowy.

Ograniczenia te zawężają możliwości zastosowania technologii z przenośnikiem taśmowym jako urządzeniem podsadzającym, tym niemniej jest bardzo wiele rejonów w kopalniach, gdzie ściany podsadzkowo-zawałowe mogą być eksploatowane.

4.1.6. Wpływ lokowania kamienia w zrobach ściany zawałowej na powierzchnię i na zachowanie się górotworu

Wpływ lokowania kamienia w zrobach na powierzchnię

Wielkość współczynnika osiadania powierzchni „a" dla tego sposobu kierowania stropem może być wyznaczona analitycznie na podstawie poniższego wywodu.

Przyjmując, że materiał wsypywany do zrobów zapełnia 50% pustki poeksploatacyjnej i posiada znaczną ściśliwość dochodzącą do 40% (według badań laboratoryjnych podsadzka sucha wykonana z odpadów KWK Piast posiada taką właśnie ściśliwość [64]), można obliczyć wielkość osiadania powierzchni w zależności:

$$w = a\,m \tag{16}$$

gdzie:

a - współczynnik osiadania wynikający ze sposobu kierowania stropem,

m - grubość wybieranego pokładu lub warstwy [m].

Wartość współczynnika dla kopalni Piast została określona w trakcie wieloletniej eksploatacji z zawałem stropu na podstawie obserwacji linii reperów na powierzchni.

Wartość ta dla przyjętego sposobu kierowania stropem na zawał, głębokości eksploatacji oraz wykształcenia litologicznego warstw skalnych na całym obszarze górniczym oscyluje w pobliżu 0,8 i taką wartość można przyjąć do dalszych rozważań.

Zgodnie z założeniem, że wypełnienie zrobów wynosi 50%, a ściśliwość materiału podsadzkowego 40% zależność (16) można dla tego sposobu kierowania stropem zapisać w postaci:

$$w = 0{,}5 \cdot 0{,}8 \cdot m + 0{,}5 \cdot 0{,}4 \cdot m \tag{17}$$

stąd:

$$w = 0{,}6\,m$$

Wykorzystując wielkość współczynnika osiadania a = 0,6 obliczoną w powyższy sposób, można określić względne zmniejszenie wpływu eksploatacji z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych w stosunku do wybierania z pełnym zawałem stropu. Wyniesie ono:

$$\Delta w = \frac{0{,}8m - 0{,}6m}{0{,}8m} \cdot 100\% \tag{18}$$

$$\Delta w = 25\%$$

Oznacza to, że wartość maksymalnego osiadania zostanie zmniejszona o 25% w stosunku do eksploatacji z pełnym zawałem stropu.

W taki sam sposób można określić pozostałe wskaźniki charakteryzujące wpływ eksploatacji na powierzchnię.

Można się spodziewać, że zmieni się dynamika kształtowania się niecki osiadania nad zrobami i zasięgu oddziaływania wpływów eksploatacji, gdyż proces osiadania będzie rozciągnięty w czasie. To wydłużenie procesu osiadania wyniknie ze sprasowywania warstwy kamienia wsypanej do zrobów przez rumosz zawałowy i jednoczesnego zaciskania szczelin i pustek w obrębie samego zawału. Zatem można przypuszczać, że faktyczna wartość krzywizn oraz odkształceń powierzchni będzie mniejsza o 25 do 50% od występujących podczas eksploatacji z pełnym zawałem stropu.

Użyty do wypełniania zrobów materiał powinien wykazywać ściśliwość mniejszą od podsadzki suchej (tj. 40%) z uwagi na dużą zawartość frakcji drobnych, o konsystencji błota, oraz dużych brył skalnych.

Taki skład ziarnowy powoduje, że przestrzeń poeksploatacyjna jest wypełniona dość szczelnie, na wysokość połowy grubości eksploatowanego pokładu. Praktykowane jest również zagęszczanie wsypanego kamienia hydraulicznie sterowanymi zastawkami, zamocowanymi do tylnych części spągownic obudowy zmechanizowanej od strony zawału (rys. 21).

Zatem obliczona wartość współczynnika eksploatacji a = 0,6 może być traktowana jako wartość pewna podczas prognozowania wpływów eksploatacji na powierzchnię. Można również założyć, że w praktyce wielkość tego współczynnika będzie niższa, ale dokładne wyznaczenie jego wartości wymaga dalszych badań i na tym etapie jest niemożliwe.

Pomiary niecki osiadania na powierzchni dla określenia wpływu eksploatacji z wykorzystaniem technologii podsadzkowo-zawałowej nie będą w tym przypadku miarodajne, z uwagi na zbyt małą parcelę ściany i znaczną głębokość eksploatacji, która wynosi 570 m, a także z powodu występujących w tym rejonie wpływów eksploatacji ścian sąsiednich prowadzonych z pełnym zawałem stropu w tym samym pokładzie oraz w pokładzie 206/1 zalegającym powyżej.

Dokładne określenie wpływu eksploatacji na powierzchnię, powodowanego przez ściany z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych, powinno być przedmiotem odrębnych badań. Badania takie muszą obejmować pomiary sieci reperów i punktów poligonowych na powierzchni.

Dla uzyskania dokładnych wyników i wykluczenia wpływu innych wyrobisk sieć punktów pomiarowych należałoby założyć w rejonie kopalni, w którym nie prowadzono jeszcze eksploatacji.

Jest możliwe doszczelnianie wsypanej do zrobów skały mieszaniną popiołowo-wodną lub pastą z odpadów drobnofrakcyjnych, pochodzących z procesu wzbogacania miałów i popiołów lotnych [50, 51, 55]. Takie działanie połączone z wsypywaniem kamienia odpadowego do pustki poeksploatacyjnej powinno w znacznym stopniu poprawić współczynnik wypełnienia zrobów i może spowodować, że ten sposób kierowania stropem będzie się charakteryzował współczynnikiem eksploatacji mniejszym niż występujący przy stosowaniu podsadzki suchej pneumatycznej, dla której a = 0,5 [1, 67] - a to stworzy możliwości zastosowania technologii podsadzkowo-zawałowej w rejonach, w których istnieje konieczność ochrony obiektów na powierzchni.

Jednakże już na podstawie obecnych doświadczeń i pomiarów rozwarstwienia górotworu nad pustką poeksploatacyjną można wysnuć wniosek, że system eksploatacji z lokowaniem kamienia w zrobach ścian zawałowych poza utylizacją odpadów kopalnianych może być również stosowany dla zmniejszenia wpływów eksploatacji na powierzchnię i w niektórych przy-

padkach dla ochrony obiektów. Może także być wykorzystany dla ograniczenia powstawania niecek i zalewisk bezodpływowych, powstających dość często przy wybieraniu pokładów z pełnym zawałem stropu.

Wpływ lokowania kamienia w zrobach zawałowych na zachowanie się górotworu

Podczas eksploatacji ściany podsadzkowo-zawałowej nr 970 przeprowadzono pomiary zasięgu rozwarstwienia stropu nad pustką poeksploatacyjną, dla porównania wykonano również takie pomiary w ścianie sąsiedniej wybieranej w tym samym pokładzie z pełnym zawałem stropu.

Pomiary te były wykonane przy wykorzystaniu metody geotomografii sejsmicznej. Fale sejsmiczne wywołano poprzez odpalenie ładunków materiału wybuchowego w otworach wywierconych w stropie jednego z chodników przyścianowych, a rejestrowano je za pomocą czujników umieszczonych w otworach usytuowanych w stropie drugiego z chodników [66]. Podczas kolejnych odpaleń ładunków MW przemieszczano czujniki wzdłuż osi otworów. Na podstawie zarejestrowanych fal określono zasięg rozwarstwienia skał w stropie.

Rejestracja fal sejsmicznych była uruchamiana automatycznie w momencie odpalania ładunków poprzez przerwanie przewodu kontrolnego wprowadzonego do otworu z ładunkiem MW.

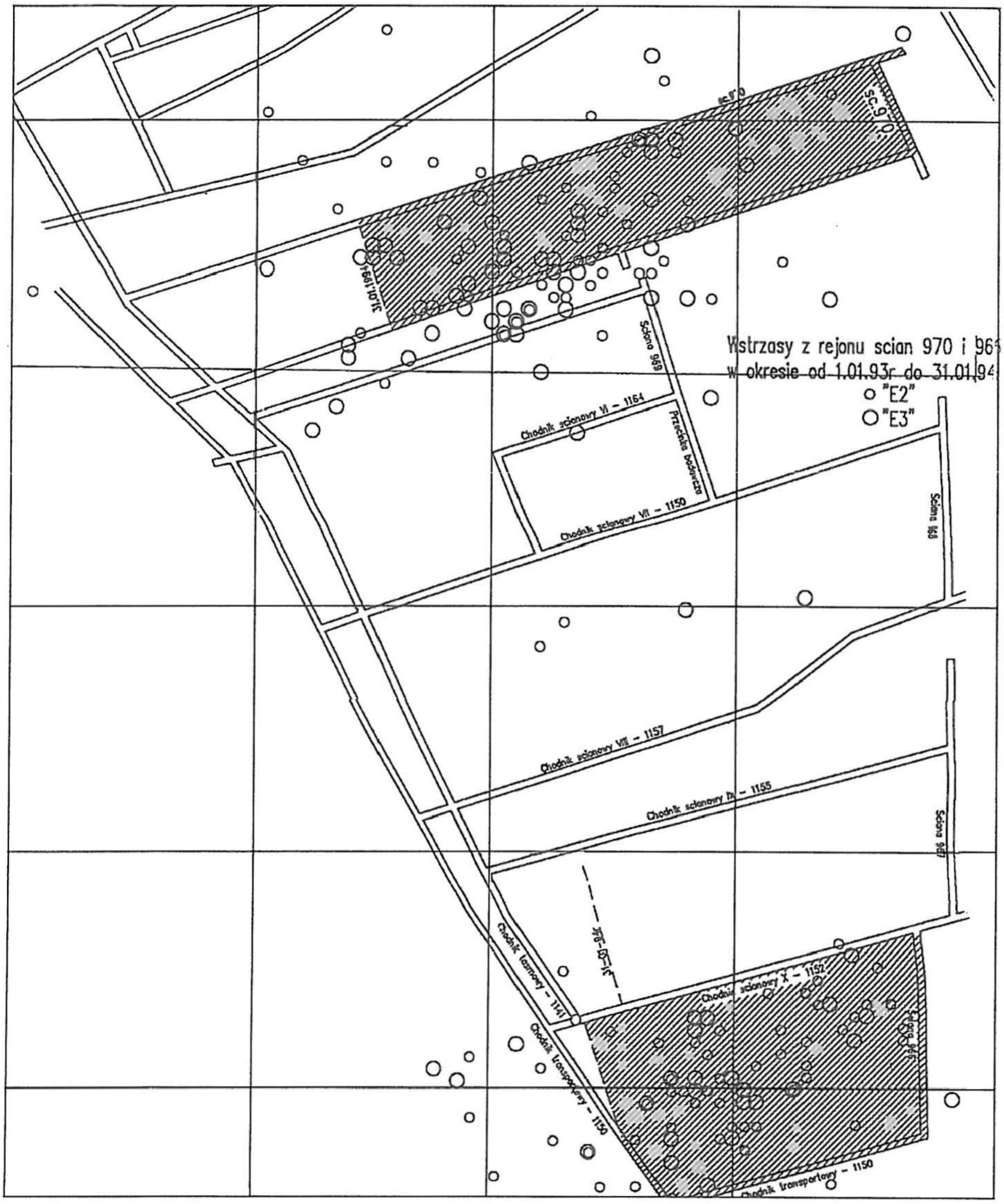
Analiza wyników przyniosła następujące rezultaty: w ścianie z pełnym zawałem stropu rozwarstwienie skał nad zrobami sięgało od 14,4 m do 14,9 m przy wysokości ściany 2,8 m, w ścianie z lokowaniem kamienia przy tej samej wysokości rozwarstwienie skał nad zrobami sięgało od 9,4 m do 9,8 m.

Taka różnica w wysokości rozwarstwienia skał w stropach nad zrobami oznacza, iż lokowanie kamienia spowodowało zmniejszenie rozwarstwienia o 32%.

Rejestrowano również wstrząsy w rejonie eksploatowanej ściany podsadzkowo-zawałowej i ścian sąsiednich, prowadzonych z pełnym zawałem stropu. Do rejestracji wykorzystano aparaturę sejsmologiczną typu SYLOK-2, która swoim zasięgiem obejmuje cały obszar górniczy kopalni i pozwala określić położenie epicentrum wstrząsów w układzie dwóch współrzędnych (bez składowej pionowej). Z ogółu rejestrowanych w kopalni wstrząsów powodowanych prowadzoną eksploatacją wydzielono na podstawie współrzędnych te wstrząsy, które były zlokalizowane w polu ściany nr 970 i sąsiednich ścian nr 966 i 967 (mapa 2).

W tabelach od 10 do 13 zestawiono liczby wstrząsów i wielkość energii wydzielonych podczas eksploatacji tych ścian, podano również wielkości postępów miesięcznych, uzyskane wydobycie i wielkość otwarcia stropu.

W tabeli nr 10 podano odległości wstrząsów od frontu ściany dla ściany podsadzkowo-zawałowej nr 970. Ponieważ wszystkie ściany były prowadzone w tym samym pokładzie 207, w zbliżonych warunkach geologicznych i miały takie same wysokości, można przyjąć, że ilość energii wydzielającej się w postaci wstrząsów jest proporcjonalna do wielkości odsłanianego stropu, która z kolei jest ściśle skorelowana z ilością wydobytego węgla. Potwierdzają te współzależności wieloletnie obserwacje i analizy prowadzone w kopalni.



Mapa 2. Lokalizacja wstrząsów w rejonie ścian 970, 966 i 967

Na tej podstawie obliczono dla porównania, stosowany w kopalni również dla innych przypadków, wskaźnik określający wielkość energii sejsmicznej przypadającą na 1000 t wydobytego ze ściany węgla.

$$e = \frac{\sum E}{\sum G} \tag{19}$$

Dla ściany 970 z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych wskaźnik ten wynosi e = 0,780 J/t, a dla ścian 966 i 967 z pełnym zawałem stropu wskaźnik e wynosi odpowiednio 0,411 J/t i 0,570 J/t.

Na tej podstawie można stwierdzić, że pomimo tego, iż ściana podsadzkowo-zawałowa była prowadzona w rowie tektonicznym (patrz mapa 1), była krótka, gdyż miała długość zaledwie 76 m i znajdowała się w zasięgu krawędzi eksploatacji z pokładu 206/1 wybranego powyżej, to aktywność sejsmiczna górotworu w jej sąsiedztwie nie odbiegała znacznie od aktywności zarejestrowanej w ścianach sąsiednich, prowadzonych z pełnym zawałem stropu.

Tabela 10. Zestawienie wstrząsów zarejestrowanych w ścianie podsadzkowo-zawałowej 970

L.p.	Data	Godz.	Min.	Sek.	Energia	Pokład	Ściana	Poza sc	Położenie	Odległość	Uwagi
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	03/25/93	12	33	0	2E2	207/	970	SW	W	40	12 kg
2	07/12/93	17	57	0	3E2	207/	970		W	0	MW
3	08/04/93	2	46	0	8E2	207/	970		W	170	
4	08/12/93	3	46	0	1E3	207/	970		W	170	
5	08/12/93	10	33	0	1E3	207/	970		W	190	obcinka 969
6	08/13/93	3	23	0	1E3	207/	970		W	190	
7	08/13/93	3	34	0	1E3	207/	970		W	150	
8	08/14/93	4	45	0	7E2	207/	970		W	200	
9	08/17/93	4	10	0	1E3	207/	970		W	180	
10	08/18/93	8	54	0	1E3	207/	970		W	200	
11	08/18/93	14	17	0	1E3	207/	970		W	170	
12	08/19/93	4	30	0	7E2	207/	970		W	220	
13	08/19/93	15	33	0	1E3	207/	970		W	250	
14	08/20/93	4	49	0	6E2	207/	970		W	200	
15	08/24/93	3	34	0	2E2	207/	970		W	90	
16	08/24/93	14	25	0	1E3	207/	970		W	250	
17	08/25/93	3	9	0	3E3	207/	970		W	150	
18	08/25/93	5	13	0	8E2	207/	970		W	120	
19	08/26/93	4	48	0	2E2	207/	970		W	80	
20	08/26/93	14	11	0	5E3	207/	970		W	230	
21	08/28/93	2	34	0	8E2	207/	970		W	210	
22	08/28/93	3	12	0	5E2	207/	970		W	200	
23	08/30/93	14	36	0	1E3	207/	970		W	190	
24	08/31/93	14	34	0	1E3	207/	970		W	200	
25	09/01/93	3	17	0	4E3	207/	970	SW	W	180	
26	09/01/93	4	21	0	6E2	207/	970		W	80	
27	09/02/93	14	35	0	7E2	207/	970		W	230	

28	09/03/93	3	48	0	4E2	207/	970		W	130	
29	09/03/93	3	50	0	1E2	207/	970		W	130	
30	09/03/93	14	43	0	1E2	207/	970		W	190	25 kg
31	09/04/93	3	6	0	4E2	207/	970	SW	W	120	MW
32	09/04/93	3	22	0	7E3	207/	970		W	90	
33	09/04/93	4	20	0	1E3	207/	970		W	240	
34	09/06/93	15	4	0	7E2	207/	970		W	300	
35	09/06/93	22	13	0	6E2	207/	970		W	100	
36	09/07/93	5	38	0	4E3	207/	970	SW	W	100	
37	09/07/93	6	34	0	4E2	207/	970		W	90	
38	09/08/93	6	35	0	7E2	207/	970		W	60	
39	09/08/93	6	37	0	2E3	207/	970		W	200	
40	09/09/93	4	42	0	3E3	207/	970		W	250	
41	09/09/93	6	32	0	1E3	207/	970		W	90	
42	09/09/93	10	42	0	7E2	207/	970		W	170	
43	09/09/93	14	56	0	8E2	207/	970		W	170	
44	09/10/93	6	35	0	2E3	207/	970		W	200	
45	09/10/93	14	48	0	1E3	207/	970		W	210	
46	09/11/93	5	54	0	1E3	207/	970		W	250	
47	09/12/93	15	55	0	1E3	207/	970		F	0	
48	09/13/93	12	30	0	8E2	207/	970		W	180	
49	09/13/93	13	7	0	8E2	207/	970		W	170	
50	09/14/93	4	27	0	4E2	207/	970		W	180	
51	09/15/93	0	26	0	8E2	207/	970		W	110	
52	09/15/93	4	35	0	1E3	207/	970		z	170	
53	09/15/93	6	44	0	8E2	207/	970		W	60	
54	09/17/93	5	17	0	4E2	207/	970		W	130	
55	09/17/93	7	13	0	3E2	207/	970		W	100	
56	09/18/93	4	24	0	2E3	207/	970		W	190	
57	09/18/93	6	6	0	1E3	207/	970		W	270	
58	09/20/93	17	15	0	6E2	207/	970		W	120	
59	09/20/93	23	22	0	1E3	207/	970		W	240	
60	09/22/93	6	20	0	2E3	207/	970	SW długi otw	W	80	
61	09/23/93	6	16	0	3E3	207/	970	SW długi otw	W	180	
62	09/23/93	7	7	0	6E2	207/	970		W	190	
63	09/24/93	7	8	0	8E2	207/	970		W	120	
64	09/24/93	9	57	0	1E3	207/	970		W	80	
65	09/25/93	7	6	0	1E3	207/	970		W	150	
66	09/30/93	6	55	0	3E3	207/	970		W	160	
67	10/01/93	5	8	0	1E3	207/	970		W	170	
68	10/02/93	6	48	0	1E3	207/	970		W	110	45kgMW
69	10/04/93	11	8	0	2E3	207/	970		W	250	
70	10/04/93	14	58	0	1E3	207/	970		W	180	
71	10/05/93	6	28	0	8E2	207/	970		F	0	
72	10/05/93	8	45	0	1E3	207/	970		W	20	
73	10/05/93	15	31	0	1E3	207/	970		W	100	
74	10/06/93	7	15	0	1E3	207/	970		W	80	
75	10/06/93	15	25	0	7E2	207/	970		W	90	
76	10/07/93	5	26	0	1E3	207/	970		Z	70	
77	10/08/93	6	40	0	4E3	207/	970		W	90	
78	10/08/93	14	56	0	1E3	207/	970		W	130	

79	10/09/93	14	51	0	2E3	207/	970		W	150	
80	10/11/93	6	29	0	1E3	207/	970		W	90	
81	10/12/93	21	4	0	1E3	207/	970		W	150	
82	10/12/93	15	40	0	1E3	207/	970		Z	100	
83	10/13/93	15	10	0	8E2	207/	970		Z	120	
84	10/13/93	22	18	0	5E2	207/	970		W	180	
85	10/14/93	6	56	0	1E3	207/	970		W	100	
86	11/13/93	3	50	0	1E3	207/	970		Z	170	
87	12/07/93	6	37	0	1E3	207/	970		W	40	
88	12/09/93	23	42	0	1E3	207/	970		Z	120	
89	12/23/93	11	16	0	8E2	207/	970		W	200	
90	12/10/93	6	42	0	8E2	207/	970		Z	30	
91	12/11/93	5	55	0	2E3	207/	970		W	110	

W - wstrząs wystąpił na wybiegu ściany przed frontem (w ostatniej kolumnie podana jest odległość od frontu w metrach),

F - wstrząs wystąpił na froncie eksploatacyjnym,

Z - wstrząs wystąpił w zrobach (w ostatniej kolumnie podana jest odległość w metrach),

SW - strzelanie wstrząsowe lub zruszające, w uwagach podano większe ilości MW odpalonego jednocześnie i wywołującego wstrząsy rejestrowanego przez aparaturę SYLOK.

Tabela 11. Wydobycie, postępy i aktywność sejsmiczna górotworu dla ściany podsadzkowo-zawałowej nr 970

Wydobycie [t]	**Postęp** [m]	**Otwarcie stropu** [m^2]	**Liczba wstrząsów** [-]	**Energia [J]**
3860	12	912	1	200
12611	40	3040	0	0
13245	40	3040	0	0
8694	29	2204	0	0
10680	34	2584	1	300
17497	59	4484	22	18900
18503	60	4560	42	43400
8828	28	2128	19	22800
21505	70	5320	5	5600
23528	77	5852	16	17300
Σ 138951	449	34124	106	108500

W ścianie z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych strop załamywał się regularnie za postępem, sporadycznie występowało „zawieszanie się" stropu przy skrzyżowaniach ściany z chodnikami. W takich przypadkach wymuszano zawał poprzez odpalanie ładunków materiału wybuchowego w długich otworach wierconych w stropie z chodników przy skrzyżowaniach ze ścianą. Na wybiegu ściany nr 970 konieczność wymuszania zawału wystąpiła trzykrotnie. Odpalanie ładunków MW w długich otworach było przyczyną wstrząsów o energii od 2×10^2J do 1×10^3J (tab. 10).

Tabela 12. Wydobycie, postępy i aktywność sejsmiczna górotworu dla ściany 966 z pełnym zawałem stropu

Wydobycie [t]	**Postęp [m]**	**Otwarcie stropu [m²]**	**Liczba wstrząsów [-]**	**Energia [J]**
14200	19	3135	2	1400
18080	25	4125	11	7500
4963	7	1155	1	400
24570	33	5445	0	0
14157	21	3465	1	1000
31076	44	7260	11	8200
32007	48	7920	29	28900
31099	50	7400	36	22900
3300	8	768	1	1000
Σ 173452	255	40673	92	71300

Zawieszanie się stropu na skrzyżowaniach ściany z chodnikami można wytłumaczyć wykształceniem litologicznym warstw skalnych (rys. 13) oraz pozostawieniem niewielkich filarów wzdłuż uskoków (mapa 1) przebiegających równolegle do chodników przyścianowych na całej ich długości. Filary te stanowiły podporę dla skał stropowych, a uskoki przerywały ciągłość warstw. Taka sytuacja utrudniała powstawanie zawału w sposób naturalny.

Tabela 13. Wydobycie, postępy i aktywność sejsmiczna górotworu dla ściany 967 z pełnym zawałem stropu

Wydobycie [t]	**Postęp [m]**	**Otwarcie stropu [m²]**	**Liczba wstrząsów [-]**	**Energia [J]**
8540	15	1920	1	1000
23191	40	5120	15	10500
14026	25	3200	2	1700
13750	25	3200	15	11700
30639	57	7296	33	36400
40570	73	9344	15	12400
34823	63	8064	17	20700
Σ 165539	298	38144	98	94400

W ścianie podsadzkowo-zawałowej nr 970, w której w zrobach zawałowych lokowano kamień na ogólną liczbę zarejestrowanych 92 wstrząsów tylko 3 wystąpiły w zawale, a pozostałe 82 zlokalizowano na wybiegu ściany przed frontem, w odległości od 40 do 300 m. Większość ze wstrząsów, bo aż 55, zlokalizowano w odległości od 100 do 200 m przed ścianą. Niestety, warunki górniczo-geologiczne w rejonie ściany 970 uniemożliwiają dokładniejsze określenie wpływu lokowania kamienia w zrobach na aktywność sejsmiczną górotworu. Celem przeprowadzonych obserwacji było sprawdzenie, czy lokowanie kamienia nie będzie powodowało wzrostu aktywności sejsmicznej i zagrożenia dla pracujących ludzi. Zagrożenia takiego nie stwierdzono.

4.1.7. Eksploatacja ścian z podsadzkowo-zawałowym sposobem kierowania stropem

Doświadczenia zdobyte podczas eksploatacji pierwszej ściany z lokowaniem kamienia w zrobach zawałowych przy wykorzystaniu przenośnika taśmowego pozwoliły na podjęcie decyzji o uruchomieniu kolejnych ścian. Nie zmieniono przy tym organizacji pracy ani obłożenia w stosunku do obowiązujących w ścianie nr 970. Zastosowano również tą samą obudowę i przenośnik SW-2. Wykorzystano wywrót wozów i przenośniki do dostawy skały do zrobów zbudowane dla ściany nr 970. Do eksploatacji z takim sposobem kierowania stropem przeznaczono całą partię pokładu 207 (mapa 1), o skomplikowanej tektonice ograniczającej długości i wybiegi ścian. Przygotowując pola eksploatacyjne uwzględniono warunki geologiczne. Dla usprawnienia transportu materiału podsadzkowego i wyeliminowania zatorów na przenośniku zgrzebłowym przy wywrocie zabudowano kruszarkę udarową KRUK 1000 do rozbijania dużych brył kamienia. Przenośnik taśmowy podający kamień do ściany wyposażono w teleskopowy wysięgnik, co usprawniło dokonywanie przekładek i umożliwiło skracanie taśmy przez wypinanie długich odcinków.

W dniu 26 maja 1994 roku uruchomiono drugą z kolei ścianę podsadzkowo-zawałową nr 968. Ściana ta posiadała długość 92 m, wybieg 480 m i była wyposażona w przenośnik RYBNIK 80, kombajn KGS 440 2BP, przenośnik taśmowy samowyładowawczy SW-2 oraz 60 sekcji obudowy zmechanizowanej GLINIK 17/34 Pz.

Ogółem w ścianie tej wydobyto 181165 ton węgla, a w jej zrobach ulokowano 36769 ton skały płonej. Wyniki produkcyjne uzyskiwane w tej ścianie przedstawiono w tabelach 14 i 15. Po wybraniu ściany 968 obudowę przezbrojono do ściany 969 o długości 89 m i wybiegu 243 m. Tytułem eksperymentu ściana ta po wybraniu 130 m wybiegu została przedłużona do 178,5 m długości, przy czym na odcinku 89,5 m była uzbrojona w obudowę FAZOS 15/31 Oz. Zostało to podyktowane brakiem obudowy GLINIK 17/34 Pz, a z uwagi na tektonikę złoża nie było celowe przezbrajanie obudowy podsadzkowo-zawałowej. Zamiast kolejnego wybierania ściany nr 969 o wybiegu 243 m i długości 89 m, a następnie po przezbrojeniu obudowy do nowej obcinki ściany nr 969a o długości 89,5 m i wybiegu 113 m, parcelę wybrano jedną ścianą. Podczas eksploatacji ściany nr 969 prowadzono badania nad zachowaniem się obudów oraz górotworu [69]. Badania te wykazały, że jest możliwa współpraca obudowy podsadzkowo-zawałowej z obudową zawałową w tej samej ścianie i potwierdziły założenie, że jest możliwe prowadzenie ścian długich z koncentracją wydobycia i lokowaniem kamienia w zrobach. Wyniki produkcyjne uzyskiwane w ścianie nr 969 zostały przedstawione w tabelach 16 i 17.

W ścianie tej wydobyto ogółem 131141 ton węgla, w jej zrobach ulokowano 39449 ton skały płonej.

W marcu 1996 roku uruchomiono ścianę podsadzkowo-zawałową nr 972 o długości 87,5 m i wybiegu 480 m.

Długi okres od zakończenia ściany 969 do uruchomienia ściany 972 wynikał z konieczności uprzedniego wybrania ściany 971, która z uwagi na nieregularny kształt pola była przedłużana w trakcie eksploatacji. Konieczność przedłużania ściany nr 971 przez dokładkę obudowy zmechanizowanej wykluczyła możliwość eksploatacji z lokowaniem kamienia w zrobach, gdyż nie było możliwe transportowanie sekcji obudowy zmechanizowanej i jednoczesne utrzymywanie przenośników do transportu kamienia w tym samym chodniku. Dlatego też ścianę nr 971 wyposażono w obudowę FAZOS 15/31 Oz i prowadzono w niej eksploatację z pełnym zawałem

stropu. Po zlikwidowaniu ściany nr 971 uruchomiono eksploatację w ścianie nr 972 z lokowaniem kamienia.

W okresie od kwietnia do czerwca 1996 roku w ścianie nr 972 ulokowano 11043 tony kamienia i wydobyto 69606 ton węgla. Mając na względzie wskaźniki długości i ilości ścian, zaniechano prowadzenia eksploatacji z lokowaniem kamienia, gdyż krótkie ściany o małych wybiegach pogarszały statystykę. Wyniki produkcyjne uzyskane w tej ścianie zamieszczono w tabelach 18 i 19.

Ogółem przy wykorzystaniu technologii podsadzkowo-zawałowej z przenośnikiem taśmowym jako urządzeniem do wypełniania zrobów wydobyto 552202 tony węgla i ulokowano pod ziemią 150287 ton skały płonej.

Obudowę GLINIK 17/34 Pz po zlikwidowaniu ściany nr 972 wytransportowano na powierzchnię i zakwalifikowano do remontu. Obudowa była wykorzystywana przez 43 miesiące i pokonała 1660 m wybiegu ścian, co oznacza wykonanie 3300 cykli rozpierania i rabowania. W czasie eksploatacji obudowę przezbrajano 4-krotnie do nowych obciek ścianowych. Poważnych uszkodzeń obudowy nie stwierdzono. Należy poprawić niektóre spawy w tylnej części stropnic, wymienić część ramek do zawieszania przenośnika SW-2 (gdyż niektóre zostały pogięte podczas rabowania), przeglądnąć hydraulikę twardą, wymienić węże i skontrolować zawory.

Jest możliwe przystosowanie obudowy do pracy w ścianie podsadzkowo-zawałowej z transportem hydraulicznym materiału podsadzkowego. Koncepcję takiego systemu eksploatacji przedstawiono w pkt. 4.4. tej pracy.

Prowadzona przez 43 miesiące eksploatacja ścianami podsadzkowo-zawałowymi pozwala na sformułowanie pewnych uogólnień i wymaga podania informacji uzupełniających, których nie można było zawrzeć syntetycznie w tabelach w postaci liczb i wskaźników.

System podsadzkowo-zawałowy okazał się technologią dopracowaną, nie notowano wypadków ani zagrożeń pomimo prowadzenia eksploatacji w trudnych warunkach geologicznych. Szczególnym utrudnieniem była duża liczba uskoków o niewielkich zrzutach, które utrudniały prowadzenie eksploatacji ścianami i niekorzystnie wpływały na utrzymanie stropu. Część zaburzeń tektonicznych jest pokazana na mapie nr 1 obejmującej cały rejon, w którym kolejno prowadzono wybierania ścianami podsadzkowo-zawałowymi. Należy podkreślić, że wysuwno-wychylne elementy stropnic obudowy zmechanizowanej ułatwiały utrzymanie stropu w tych trudnych warunkach, gdyż pozwalały na zabezpieczenie odsłoniętej powierzchni zaraz po przejeździe kombajnu i umożliwiały podparcie skał w stropie przy występujących pofałdowaniach. O warunkach utrzymania stropu w ścianach w głównej mierze decydowała podporność wstępna obudowy. Stwierdzono, że dla tego typu obudowy minimalne ciśnienie emulsji w magistrali zasilającej powinno wynosić 24 MPa, przy niższym ciśnieniu warunki utrzymania stropu pogarszały się, a konwergencja stropu dochodziła do 0,3 m na końcu stropnicy od strony zwału.

Przy ciśnieniu 24 MPa konwergencja stropu nie przekraczała 0,2 m. W tej technologii podsadzanie jest procesem niezależnym od urabiania, prowadzono eksploatację bez wypełniania zrobów lub z wypełnianiem, przy czym współczynnik wypełnienia obliczony objętościowo zmieniał się w przedziale od 0,7% do 68,1%. Dowodzą tego doświadczenia ruchowe i dane zawarte w tabelach 7, 14, 16 i 18.

Stopień wypełnienia zrobów zależał od ilości skały odpadowej dowożonej do wywrotu. Wydajności zastosowanych przenośników taśmowych typu PTGM o szerokości taśmy 1000 mm i przenośników zgrzebłowych typu Rybnik 80 były znacznie większe niż wynikało to z potrzeby przetransportowania do zrobów kilkuset ton skały w ciągu doby.

Nie dopracowano dostawy skały z powierzchni, z zakładu wzbogacania pod ziemię. Istniała koncepcja zbudowania na powierzchni 2 przenośników taśmowych o łącznej długości 80 m, które miały dostarczać odpadową skałę ze zbiornika kamienia bezpośrednio do wozów na nadszybiu szybu nr 1, pozwoliłoby to na opuszczanie około 1600 t odpadów w ciągu doby na poziom 650 m. Oszacowano, że zwrot nakładów na wybudowanie tych przenośników nastąpiłby po trzech miesiącach. Niestety, nie zrealizowano tego przedsięwzięcia pomimo istnienia możliwości transportu szybem, który nie był dociążony. Poza dostarczaniem kamienia z przebudów i drążenia wyrobisk udostępniających i przygotowawczych stosowano podczas prowadzenia ścian nr 970 i 969 dostarczanie skały z powierzchni. W tym celu zgromadzono skałę płoną na składowisku buforowym zlokalizowanym przy zwale węgla. Skałę tą ładowano ładowarką Ł 34 (FADROMA) do wozów, następnie wozy przy pomocy wyciągu były transportowane na poziom nadszybia szybu nr 1, skąd opuszczano je na poziom 650 m. Opuszczano również część wozów szybem materiałowym nr 3 bezpośrednio ze zrębu, ale z miernym skutkiem, gdyż przy tym szybie brak kolejek do zapychania wozów do klatki urządzenia wyciągowego. Były to sposoby mało wydajne i uciążliwe, dlatego nie stosowano ich podczas wybierania następnych ścian. Stosowano również przewożenie wozów z kamieniem z poziomu 500 m na poziom 650 m szybem nr 1. Jednakże z uwagi na budowę podszybi i istnienie dwóch niezależnych urządzeń wyciągowych w przedziałach wschodnim obsługującym poziom 650 m i zachodnim obsługującym poziom 500 m, wozy z poziomu 500 m musiały wyjeżdżać na powierzchnię, objeżdżać szyb i dopiero stamtąd były opuszczane na poziom 650 m. Taka sytuacja powodowała ciągły niedostatek skały do lokowania w stosunku do możliwości technicznych wywrotu i wydajności dostawy przenośnikami oraz wielkości pustki w zrobach.

W praktyce za wyjątkiem kilku zmian, kiedy rozładowano na wywrocie po 100 do 112 wozów, zawsze brakowało skały do lokowania. Dochodziło do sytuacji, że z powodu braku skały nie obkładano lokowania kamienia, a jedynie prowadzono wydobycie węgla.

Wydajność urabiania w ścianach podsadzkowo-zawałowych zależy od ich długości i, jak dowodzi doświadczenie, ze ściany nr 969 (tabela 17) wydajność urabiania uzyskana po wydłużeniu ściany do 178,5 m kształtowała się na poziomie 43 t na roboczodniówkę, podobnym do uzyskiwanej w innych ścianach prowadzonych z pełnym zawałem stropu.

Wydajność tą uzyskiwano pomimo tego, że na wybiegu ściany był likwidowany chodnik prostopadły do jej czoła, zlokalizowany w połowie długości ściany, a to hamowało jej postęp. Wydajność podsadzania w ścianie 969 utrzymywała się na poziomie osiąganym w pozostałych ścianach podsadzkowo-zawałowych (wahała się w granicach od 14,3 do 6,6 tony na roboczodniówkę) i była zależna od ilości wozów ze skałą podstawianych na wywrót. Należy w tym miejscu przypomnieć, że wydajności urabiania i podsadzania są obliczone dla wszystkich dniówek przepracowanych w ścianach na zmianach, na których prowadzono wydobycie i podsadzanie z obłożeniem zgodnym z podanym w tabeli 6.

Na przykładzie ściany nr 969 można stwierdzić, że możliwe jest obecnie uruchomienie ściany z wysoką koncentracją wydobycia, w której zrobach będzie lokowała skała płona w ilości co najmniej 130 ton na zmianę. Teoretycznie na podstawie wielkości wykonywanej pustki poeksploatacyjnej oraz możliwości transportowych przenośników i wydajności wywrotu wozów można stwierdzić, że ilość skały mogła wynosić 600 ton na dobę, czyli 50% pustki poeksploatacyjnej na odcinku ściany wyposażonym w obudowę GLINIK 17/34 Pz. Wskazuje na to również maksymalna ilość skały, jaką ulokowano w ciągu miesiąca w zrobach ściany 969.

Tabela 14. Wskaźniki charakteryzujące eksploatację w ścianie podsadzkowo-zawałowej nr 968

Kolejny miesiąc od uruchomienia ściany	Obłożenie ścianozmiany	Postęp miesięczny	Wydobycie	Objętość urobionej calizny m^3	Długość ściany m	Wysokość ściany m	Ilość ulokowanego kamienia		Wskaźnik wypełnienia zrobów	
							m^3	t	objętościowo %	masowo %
1.	12 rozruch	23	8745	6136	92	2,9	332	564	5,4	6,5
2.	41	57	21829	15207	92	2,9	2418	4216	15,9	19,3
3.	34	40	15781	10672	92	2,9	2297	3905	21,5	24,7
4.	47	60	25383	16008	92	2,9	4130	7022	25,8	27,7
5.	58	76	33267	20276	92	2,9	3752	6379	15,8	19,2
6.	56	80	31538	21344	92	2,9	3953	6720	18,5	21,3
7.	35	51	21696	13607	92	2,9	2978	5063	21,9	23,3
8.	29	53	22926	14140	92	2,9	1706	2900	12,1	12,6
										likwidacja ściany

Wynosiła ona 13300 ton, co stanowiło około 32% ogółu odpadów „wytwarzanych" w tym czasie w kopalni. Było to możliwe pomimo niedopracowanego systemu dostarczania skały z powierzchni, przy niewielkiej długości (zaledwie 89 m) odcinka ściany wyposażonego w urządzenia do lokowania skały w zrobach.

Na podstawie wskaźników charakteryzujących wydajności urabiania i podsadzania zamieszczonych w tabelach 8, 15, 17, 19 oraz długości i wysokości ścian zamieszczonych w tabelach 7, 14, 16, 18 można stwierdzić, że wydajność urabiania w ścianach podsadzkowo-zawałowych utrzymuje się na poziomie zależnym od ich długości i wysokości i jest porównywalna do osiąganej w ścianach z pełnym zawałem stropu [101].

Tabela 15. Wskaźniki określające wydajność uzyskaną w ścianie podsadzkowo-zawałowej nr 968

Miesiąc od uruchomienia ściany	Liczba roboczo-dniówek	Wydajność eksploatacji t/rdn	Wydajność podsadzania	
			t/rdn	m^3/rdn
1	359	24,359	1,571	0,925
2	684	31,914	6,164	3,535
3	591	26,702	6,607	3,887
4	756	31,888	8,822	5,188
5	974	34,155	6,549	3,852
6	953	33,093	7,051	4,148
7	642	33,794	7,886	4,690
8	628	36,506	4,618	2,717 likwidacja ściany

Natomiast wydajność podsadzania zmienia się w dość szerokim zakresie i nie zależy od długości i wysokości ścian. Dowodem na to, iż brak jest zależności pomiędzy ilością ulokowanej w zrobach skały a długością, wysokością i postępem, są dane zawarte w tabelach 7, 14, 16 i 18. Przykładowo w ścianie nr 968 (tabela 14) w trzecim miesiącu przy obłożeniu na 47 zmianach wydobyto 25383 tony węgla i ulokowano w zrobach 7022 tony skały, w następnym miesiącu przy obłożeniu na 58 zmianach wydobyto 33267 ton węgla i ulokowano w zrobach 6379 ton skały. Działo się tak, gdyż ciągle brakowało skały do lokowania. Potwierdza to również niezależność procesów urabiania i podsadzania w ścianie z tą technologią.

Teoretycznie gdyby udało się dostarczać skałę w większej ilości, czynnikiem limitującym jej lokowanie byłby postęp ściany czyli wielkość uzyskiwanej pustki poeksploatacyjnej. Na przykładzie ściany 968 (tabela 14) o długości 92 m i wysokości 2,9 m przy postępach miesięcznych rzędu 80 m można by lokować w zrobach około 20000 ton skały, a to stanowi około 50% ogółu wychodu kamienia w kopalni.

Doświadczenia ruchowe zdobyte podczas 43 miesięcy eksploatacji ścianami podsadzkowo-zawałowymi uzasadniają następujące stwierdzenia:

1. proces wydobycia i kierowania stropem jest niezależny od wypełniania zrobów,
2. możliwe jest jednoczesne prowadzenie wydobycia i wypełniania zrobów,
3. możliwe jest uruchomienie ściany z koncentracją produkcji o długości np. 250 do 300 m, w której na całej długości lub tylko na jej części będzie prowadzone lokowanie odpadów w zrobach,
4. można uznać, że eksploatacja 4 ścian o łącznym wybiegu 1660 m w trudnych warunkach dowiodła, że system jest w pełni przydatny.

W pierwszym miesiącu eksploatacji przez pierwsze trzy dni tj. 9 zmian nie lokowano kamienia.

Tabela 16. Wskaźniki charakteryzujące eksploatację w ścianie podsadzkowo-zawałowej nr 969

Kolejny miesiąc od uruchomienia ściany	Obłożenie ścianozmiany	Postęp miesięczny	Wydobycie	Objętość urobionej calizny m^3	Długość ściany m	Wysokość ściany m	Ilość ulokowanego kamienia		Wskaźnik wypełnienia zrobów	
							m^3	t	objętościowo %	masowo %
1	31	38	13884	9807	89	2,9	3704	6296	37,8	45,3
2	54	60	20899	14418	89	2,7	7920	13287	54,0	63,5 zwiększono dostawę kamienia
3	24	32	13892	7974	89	2,8	2420	4114	30,3	29,6
4*	60	58	44328	14453	178,5	2,8	4623	7858	32,0	35,7
5*	60	55	44138	13860	178,5	2,8	4623	7894	33,5	35,9 koniec ściany

** Od 4 miesiąca ściana połączona ze ścianą zawałową jako objętość calizny podaje się objętość części ściany, w której jest możliwe lokowanie kamienia z uwagi na zastosowaną obudowę.*

Tabela 17. Wskaźniki określające wydajność uzyskaną w ścianie podsadzkowo-zawałowej nr 969

Miesiąc od uruchomienia ściany	Liczba roboczo-dniówek	Wydajność eksploatacji t/rdn	Wydajność podsadzania	
			t/rdn	m^3/rdn
1	717	19,364	8,781	5,166
2	928	22,520	14,318	8,534
3	618	22,479	6,657	3,916 od 17 maja łączenie ścian 969 i 969a
4	1082	40,969	7,262	4,273 od 1 czerwca ściana od długości 179,5 m
5	1004	43,962	7,863	4,625 koniec ściany

Tabela 18. Wskaźniki charakteryzujące eksploatację w ścianie podsadzkowo-zawałowej nr 972

Kolejny miesiąc od uruchomienia ściany	Obłożenie ścianozmiany	Postęp miesięczny	Wydobycie	Długość ściany m	Wysokość ściany m	Ilość ulokowanego kamienia		Wskaźnik wypełnienia zrobów	
						m^3	t	objęt. %	masowo %
1	63	67	23435	87,5	2,6	2143	3643	14,1	15,5
2	60	62	23825	87,5	2,8	4264	7248	28,1	30,4
3	49	52	22346	88	2,8	90	152	0,7	1,2

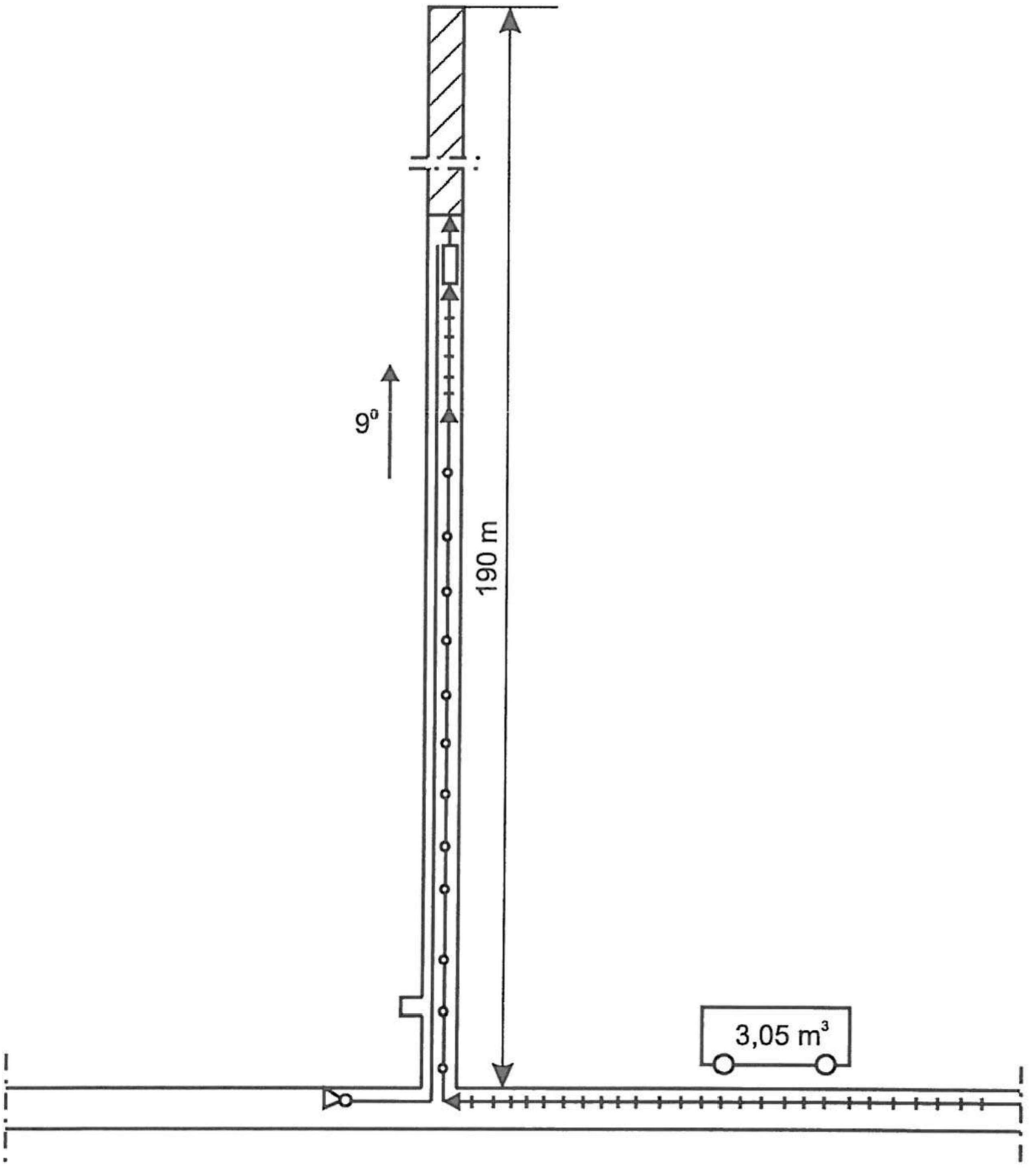
Tabela 19. Wskaźniki określające wydajność uzyskaną w ścianie podsadzkowo-zawałowej nr 972

Miesiąc od uruchomienia ściany	Liczba roboczo-Dniówek	Wydajność eksploatacji t/rdn	Wydajność podsadzania	
			t/rdn	m^3/rdn
1	1073	21,841	3,395	1,997
2	1050	22,690	6,903	4,061
3	843	26,508	0,180	0,106

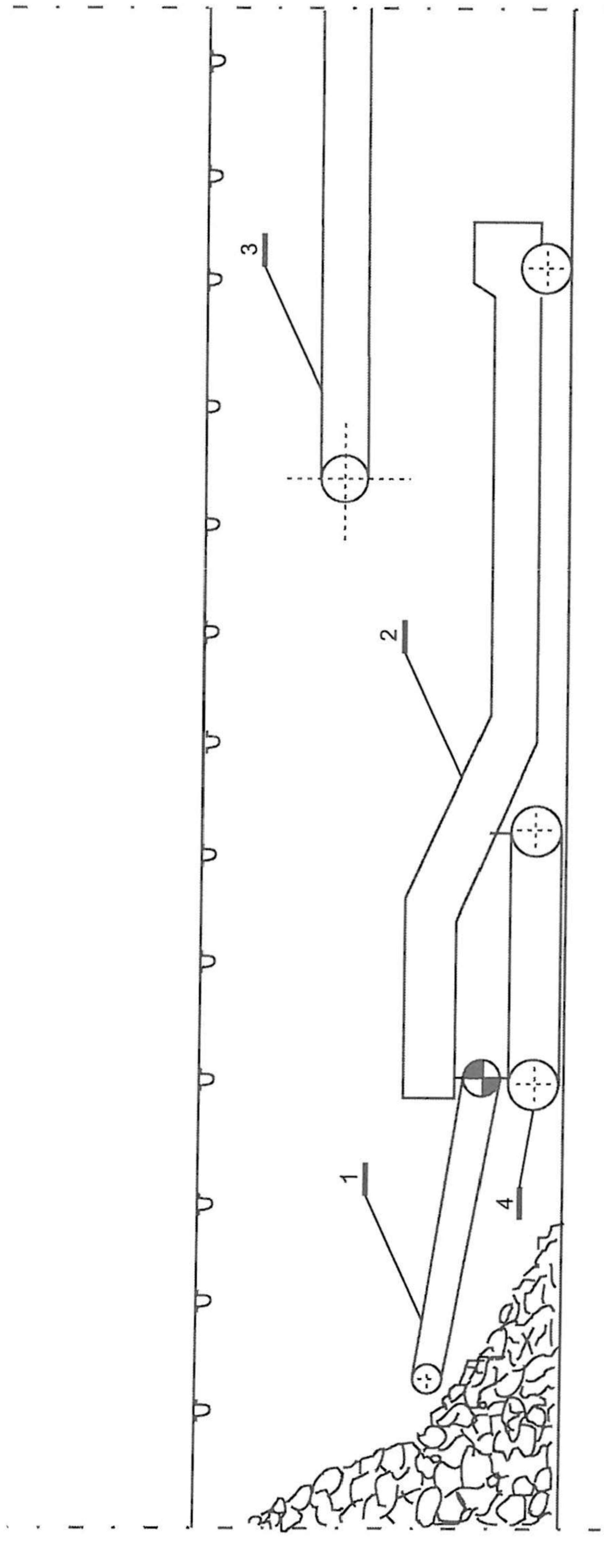
4.2. Technologia lokowania kamienia w wyrobiskach korytarzowych wyłączonych z eksploatacji

Aby umożliwić zasypywanie wyrobisk korytarzowych skałą płoną lub innym odpadami w sposób wydajny i bezpieczny, zostało opracowane specjalne urządzenie [104, 105].

Urządzenie to składa się z podwozia spągoładowarki typu „NIWKA", na którym został zabudowany przenośnik zgrzebłowy, lekki typu skat, do transportu odpadów przeznaczonych do lokowania.



Rys. 24. Układ transportu kamienia do upadowej do pokładu 209



Rys. 25. Miotarka do zasypywania wyrobisk korytarzowych:
1 - podajnik tasmowy o dużej prędkości taśmy, z możliwością zmiany położenia w płaszczyźnie pionowej i poziomej w trakcie wypełniania wyrobiska
2 - przenośnik przejezdny
3 - przenośnik stały, skręcany okresowo
4 - podwozie gąsienicowe

W miejsce łyżki spągoładowarki został zabudowany przenośnik taśmowy o długości 3 m z płynną regulacją prędkości od 0 do 7 m/s.

Położenie tego przenośnika i jego nachylenie może być zmieniane. Do tego celu wykorzystano układ siłowników hydraulicznych, służący w spągoładowarce do sterowania położeniem łyżki.

Dla poprawy bezpieczeństwa pracy urządzenie wyposażono w zdalne sterowanie przewodowe, które umożliwia kontrolę i sterowanie jego pracy z odległości kilku metrów.

Nr rys. 25 przedstawiono urządzenie do miotania odpadów dla zasypywania wyrobisk korytarzowych i komór.

Urządzenie to po raz pierwszy zastosowano do likwidacji upadowej do pokładu 209 na poziomie 650 w KWK Piast.

Kamień był dostarczany w rejon wyrobiska w wozach samowyładowczych granby o pojemności 3,05m^3. Wzdłuż torowiska ułożono na przekopie kołowym przenośnik zgrzebłowy Samson, wozy były rozładowywane przy pomocy krzywki rozładowczej na ten przenośnik. Stosowano również wozy o mniejszej pojemności (2m^3) przystosowane do transportu kruszywa dolomitowego, dla wysypywania podtorzy na przekopach. Wozy te mają otwierane burty i dno w kształcie klina, dzięki czemu łatwo dają się opróżnić. Tymi wozami dowożono kamień odpadowy z powierzchni, z zakładu przeróbczego, gdyż transport kamienia szybem w wozach granby jest utrudniony. Dalej kamień był transportowany do upadowej przenośnikami taśmowymi, tak jak zostało to pokazane na rys. 24. Wyrobisko było wykonane w obudowie V-8 o przekroju 15m^2 i nie było zaciśnięte. Średnio lokowano 21,7 t/m wyrobiska, uzyskując współczynnik wypełniania 84%. W trakcie likwidacji odzyskano obudowę w 100%.

Przedstawiony na rys. 24 układ można uzupełnić w razie potrzeby o kruszarkę dynamiczną na przenośniku zgrzebłowym na przekopie. Do zasypania upadowej użyto kamienia popłuczkowego o uziarnieniu do 20 do 200 mm oraz kamienia pochodzącego z drążonych wyrobisk udostępniających, o uziarnieniu od 0 mm do dużych brył (600 mm).

Przyjęta technologia i zastosowanie urządzenia pozwalają na uzyskanie teoretycznej wydajności podsadzania 150 t/h. W praktyce wydajność ta jest jednak mniejsza, ponieważ jest ograniczona wieloma czynnikami. Najważniejszym ograniczeniem dla wydajności podsadzania jest możliwa do osiągnięcia w warunkach ruchowych wydajność dostarczania kamienia, drugim ograniczeniem jest długość podjazdu przenośnika zabudowanego na podwoziu spągoładowarki, pod przenośnik podający kamień.

Z powodu ograniczonej mocy układu jezdnego długość ta nie może być większa od 20 m, a to powoduje konieczność skracania przenośnika taśmowego po każdorazowym wyczerpaniu podjazdu i hamuje prędkość likwidacji wyrobiska, a tym samym ogranicza praktycznie uzyskiwaną wydajność podsadzania. Trzecim ograniczeniem dla prędkości likwidacji chodnika, a przez to także wydajności podsadzania, może być rabunek obudowy, ale odzysk obudowy będzie występował tylko w niektórych przypadkach.

Podczas likwidacji upadowej do pokładu 209 praktycznie uzyskiwano postęp likwidacji 20 m w ciągu doby [106], przy jednoczesnym pełnym odzysku obudowy.

Istnieje potencjalna możliwość zwiększenia postępu w przypadku rezygnacji z odzysku obudowy wyrobiska i zastosowania dodatkowego przenośnika dla stworzenia buforu do podjazdu miotarką.

Transport kamienia przenośnikami ogranicza możliwości stosowania tej metody do wyrobisk poziomych lub o nachyleniu nie przekraczającym –14° do +10°. Ograniczenie to jest także wynikiem możliwości układu jezdnego miotarki oraz jest spowodowane względami bezpie-

czeństwa. W zależności od prędkości dostarczania materiału przeznaczonego do podsadzania i powierzchni przekroju poprzecznego wyrobiska uzyskuje się różną prędkość likwidacji poprzez zasypywanie.

Korzystniejsze dla procesu likwidacji wyrobisk tą metodą jest, aby zasypywanie było prowadzone w kierunku po wzniosie (z dołu do góry). Pozwala to na uzyskiwanie większego współczynnika wypełniania pustki i uniemożliwia ewentualne wypłukiwanie drobnych frakcji kamienia z wyrobiska przez wypływającą wodę. Zaproponowane rozwiązanie czyni proces zasypywania wyrobisk podziemnych opłacalnym i może być stosowane praktycznie w każdej kopalni do lokowania kamienia odpadowego lub innych materiałów, które można transportować w wozach i przenośnikami. W tabeli 20 przedstawiono wyniki uzyskane podczas prób urządzenia (miotarki) w likwidowanej upadowej do pokładu 209.

Tabela 20. Wyniki uzyskane w trakcie likwidacji upadowej do pokładu 209

Lp	Miesiąc	Ilość kamienia lokowanego [t]	Długość zlikwid. wyrobiska [m]	Uwagi
1	VII	1161	53	Początek likwidacji
2	VIII	676	31	
3	IX	1646	76	
4	X	496	20	Koniec likwidacji

Postępy są tak niskie, gdyż robotę obkładano tylko na niektórych zmianach; w miarę dostarczania kamienia, poprawiano konstrukcję miotarki i prowadzono pełny odzysk obudowy.

Po zakończeniu likwidacji upadowej do pokładu 209 miotarkę zdemontowano i przewieziono do producenta spągoładowarek. Konstrukcja została przeanalizowana i ulepszona. W 1995 roku została podjęta produkcja, urządzenie nazwano podsadzarko-zwałowarka chodnikowa PZCh-1.

Do 1996 roku wyprodukowano 2 podsadzarko-zwałowarki chodnikowe PZCh-1, z których jedną zastosowano w Kopalni Piast do likwidacji wyrobisk korytarzowych. W podsadzkarko-zwałowarce PZCh-1 wykorzystano przenośnik SW-2 jako tzw. przenośnik przejezdny zastępując przenośnik skat (rys. 25 poz. 3) stosowany w prototypie.

W pierwszym okresie eksploatacji przeprowadzono modyfikację urządzenia polegającą na zastąpieniu silnika hydraulicznego w napędzie podajnika miotającego jednostką o większej mocy, zrezygnowano również ze stosowania taśmy z progami na tym podajniku i zastosowano na nim taśmę zwykłą typu GTP. Wprowadzono przesuwny wysięgnik w przenośniku taśmowym podającym skałę płoną do podsadzarko-zwałowarki. Modyfikacje te pozwoliły na osiągnięcie wydajności podsadzania 46m^3 skały/godzinę. Maksymalną wydajność likwidacji wyrobisk tym sposobem oceniono na 30 m wyrobiska w ciągu doby. Wydajność ta wynika z konieczności skracania taśmociągu podającego skałę. Tym samym wydajność podsadzania i zagospodarowania skały przy wykorzystaniu tej technologii określono na poziomie 600 t/dobę. Oznacza to, że do likwidowanego wyrobiska trzeba dostarczyć 160 średnich wozów skały płonej.

W latach 1996-1997 podsadzano skałą odpadową około 2500 m wyrobisk w KWK Piast, wykorzystując wywrót wozów oraz układ dostawy kamienia przygotowany dla ścian podsadzkowych. Zastosowano nowe rozwiązanie - tzw. skrzyżowany przesyp taśmowy, który umożliwił

transport kamienia na zmianach, na których nie prowadzono wydobycia taśmociągami zbudowanymi dla odstawy węgla ze ścian. Autor tego opracowania był współtwórcą skrzyżowanego przesypu taśmowego i konsultantem prototypu i wersji ostatecznej podsadzkarko-zwałowarki.

Konieczność zatrudnienia 25 pracowników w ciągu doby do likwidacji wyrobiska, dostawy skały i skracania przenośników powoduje, że koszt robocizny w przeliczeniu na jedną tonę ulokowanej skały wynosi około 6 złotych. Pozostałe elementy kosztu lokowania wynikają z amortyzacji urządzeń i zużycia energii, można je oszacować na poziomie 2 zł/tonę.

Sumaryczny koszt lokowania skały płonej przy wykorzystaniu tej technologii wynosi około 8zł/tonę i zawiera nakłady związane z odzyskiem obudowy chodnikowej.

Wartość odzyskiwanej obudowy wpływa korzystnie na wynik ekonomiczny procesu likwidacji wyrobiska. Jednakże nie zawsze można odzyskiwać obudowę chodnikową, bywa też, że stan obudowy uniemożliwia jej wykorzystanie w następnych wyrobiskach, dlatego odzysk obudowy nie stanowi stałego elementu kalkulacji kosztów lokowania kamienia w wyrobiskach wyłączonych z użytkowania.

Na skutek zainteresowania kopalń miedzi i projektowanego uruchomienia eksploatacji węgla systemem zabierkowym z lokowaniem kamienia rozpoczęto prace nad skonstruowaniem większego urządzenia na bazie podwozia kombajnu chodnikowego AM-50.

4.3. Lokowanie kamienia w zrobach zawałowych ubierki w KWK Bolesław Śmiały

W Kopalni Bolesław Śmiały w Łaziskach wypróbowano w sierpniu i wrześniu 1993 roku lokowanie kamienia w zrobach ubierki o długości 29 m i wysokości 1,8 do 2 m. Ubierka ta była wyposażona w obudowę GLINIK 12/22-Okpp stosowaną w ścianach z lokowaniem pyłów dymnicowych metodą „na sucho" [24]. Ponieważ przewidywano duże obciążenie tylnych części stropnic, obudowę wyposażono w dodatkowe stojaki podpierające stropnice. Stojaki te zostały zabudowane bezpośrednio za lemniskatami od strony zawału. Ubierka miała na ociosie węglowym wysokość od 1,8 do 2 m i ze względu na niewielką długość była prowadzona z wnęką. Wnęka ta umożliwiała zawrębianie kombajnu ścianowego. Do lokowania kamienia w zrobach zawałowych zastosowano zmodyfikowany przenośnik zgrzebłowy typu Skat z łańcuchem ø 18 mm. Przenośnik ten został podwieszony do stropnic obudowy zmechanizowanej od strony zawału. Rozładunek kamienia w zrobach zawałowych prowadzono poprzez otwieranie hydraulicznie sterowanych zasuw zamykających otwory w blachach dennych rynien przenośnika. Przepadający przez otwory kamień był rozgarniany w pustce poeksploatacyjnej przez łańcuch zgrzebłowy w dolnej gałęzi przenośnika. Z uwagi na możliwość zerwania łańcucha przez bryły kamienia przepadającego i zakleszczającego się pomiędzy krawędziami otworów rozładunkowych i przesuwającymi się zgrzebłami, ograniczono wielkość ziarn nadawy do 30 mm. Aby ograniczyć możliwość zerwania łańcucha, przenośnik zastosowany do lokowania kamienia wyposażono w silniki hydrauliczne o odpowiednio wyregulowanym momencie obrotowym. Kamień odpadowy w klasie ziarnowej od 0 do 30 mm był wydzielony w zakładzie wzbogacania węgla i dowożony do wywrotu zlokalizowanego w pobliżu ubierki (w przekopie nad chodnikiem podścianowym), z leja przy wywrocie kamień zsypywał się przez otwór na przenośnik zgrzebłowy typu skat i był transportowany chodnikiem podścianowym do ubierki.

W trakcie lokowania kamienia w zrobach zawałowych ubierki stwierdzono, że obudowa GLINIK 12/22-Okpp ma za niską podporność od strony zawału, gdyż występowało znaczne

uginanie się stropu, szczególnie przy chodniku nadścianowym prowadzonym wzdłuż zrobów ściany, w których lokowano pył dymnicowy metodą „na sucho". Wysokość ubierki przy skrzyżowaniu z tym chodnikiem miała zaledwie 1m.

Zdobyto szereg doświadczeń w zakresie eksploatacji przenośnika do lokowania kamienia. Przenośnik tego rodzaju dla ścian dłuższych musi posiadać łańcuch o większej wytrzymałości (minimum ø 26), a to spowoduje konieczność stosowania rynien o wyższym profilu bocznym E, czyli wpłynie na konieczność całkowitej zmiany konstrukcji. Nieodzowne będzie również zwiększenie mocy napędów w takim przenośniku.

W zrobach ubierki ulokowano około 4000 ton kamienia odpadowego pochodzącego z zakładu wzbogacania węgla, wsypywana warstwa miała grubość od 0,5 do 1 m. Dużą niedogodność w tej metodzie stanowi konieczność lokowania kamienia o uziarnieniu od 0 do maksimum 30 mm. Tym niemniej w wielu kopalniach istnieje możliwość wydzielenia z odpadów takiej frakcji ziarnowej w zakładzie przeróbczym bez dodatkowego przygotowania specjalnych linii kruszenia i przesiewania, lub przy niewielkim nakładzie finansowym poprzez proste przesiewanie odpadów.

Zdobyte w kopalni Bolesław Śmiały doświadczenia mogą posłużyć do opracowania urządzeń dla potrzeb technologii podsadzkowo-zawałowej w pokładach o grubości od 1,8 do 1,5 m. Znamienne jest, że obliczony koszt lokowania kamienia pod ziemią przy wykorzystaniu tej metody jest niższy od kosztów ponoszonych na zwałowanie na powierzchni.

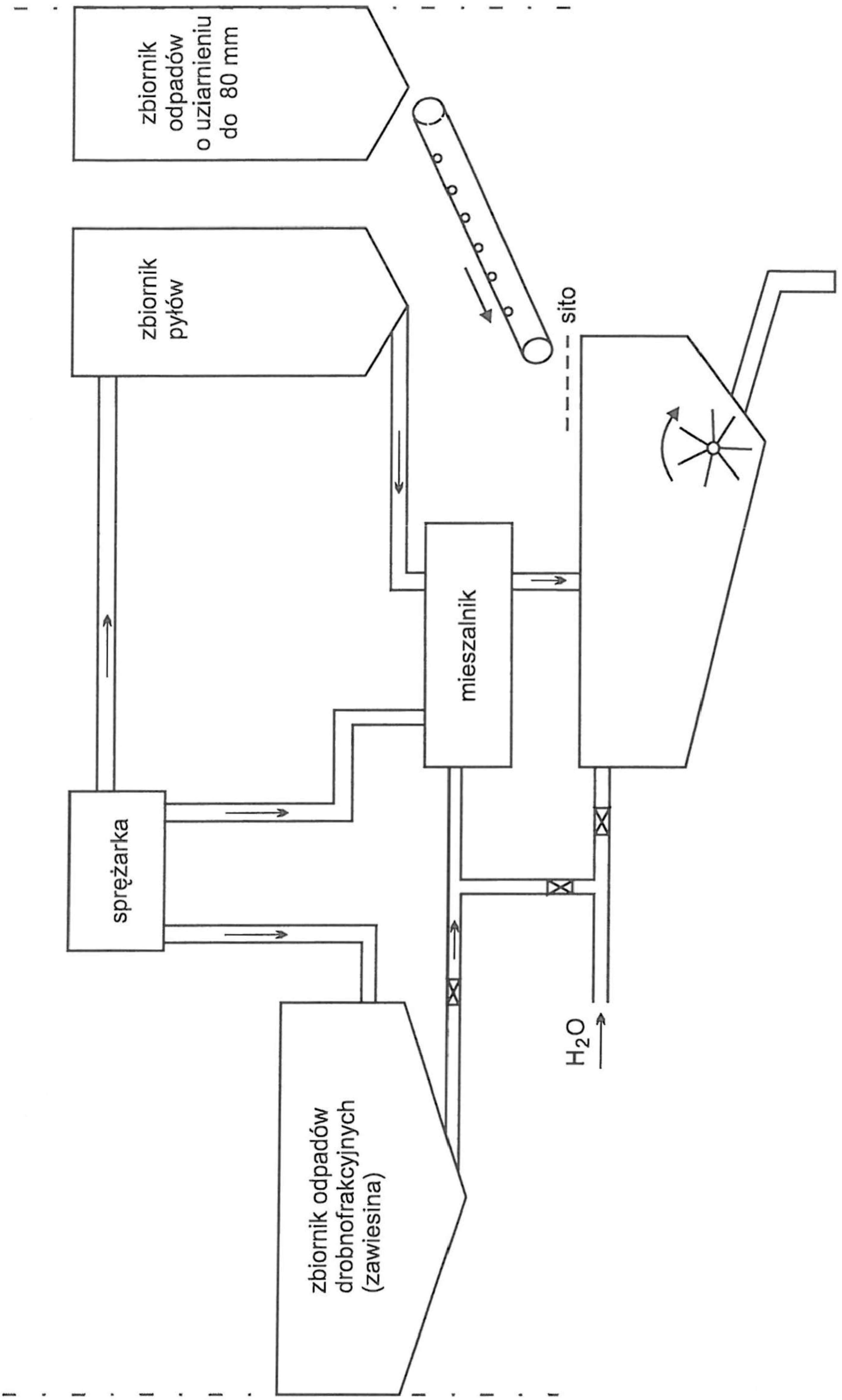
4.4. Koncepcja podsadzkowo-zawałowego systemu eksploatacji z hydraulicznym transportem materiału do zrobów

Ilość wytwarzanych odpadów powęglowych, ich skład i własności powodują konieczność stosowania różnorodnych sposobów lokowania ich pod ziemią.

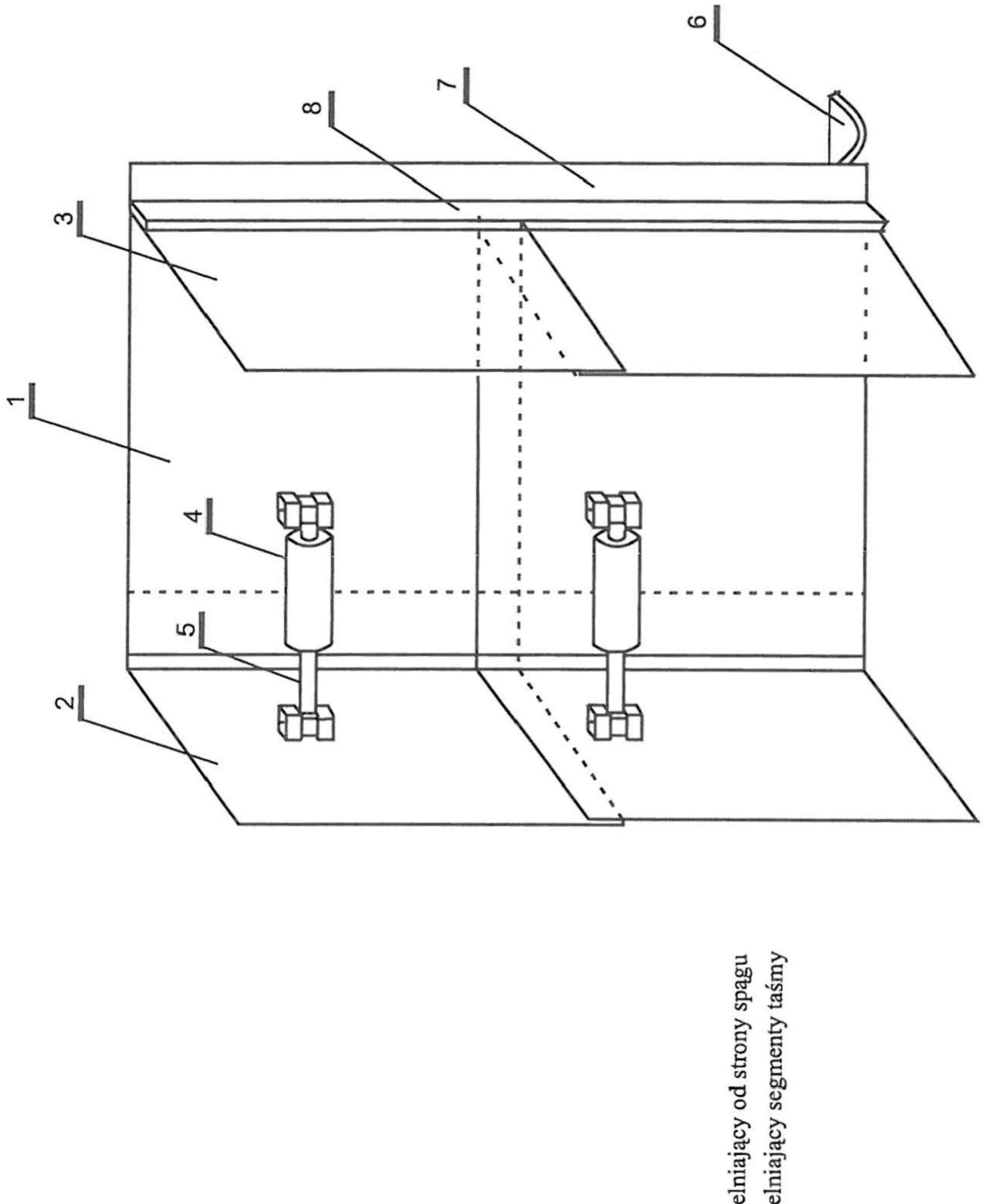
System podsadzkowo-zawałowy z transportem skały płonej przenośnikami [9, 99] nie rozwiązuje ostatecznie problemów zagospodarowania odpadów pod ziemią. Powszechne stosowanie tego rozwiązania ograniczają warunki górniczo-geologiczne, zaszłości techniczne oraz możliwości transportu odpadów pod ziemią. Alternatywę dla tego systemu eksploatacji, poszerzającą możliwości lokowania odpadów w kopalniach, stanowią: wtłaczanie mieszanin drobnofrakcyjnych do zrobów zawałowych przez układ rur wleczonych po spągu, wypełnianie wyrobisk wyłączonych z użytkowania, podsadzanie odpadami, uszczelnianie zrobów zawałowych itp. [107].

Każda z wymienionych metod posiada pewne zalety ale i wady, które ograniczają możliwości jej stosowania. Duże przychody odpadów drobnofrakcyjnych o uziarnieniu od 0 do 20 mm i znacznym zawodnieniu, powstających w zakładach wzbogacania i odsiarczania miałów węglowych, powodują konieczność znalezienia wydajnego sposobu lokowania pod ziemią tych odpadów lub ich mieszanin z innymi substancjami.

Postać, w jakiej występują odpady ze wzbogacania i odsiarczania miałów węglowych powoduje, że można je transportować pod ziemię w formie odwodnionej (np. na prasach filtracyjnych) lub za pomocą hydrotransportu.

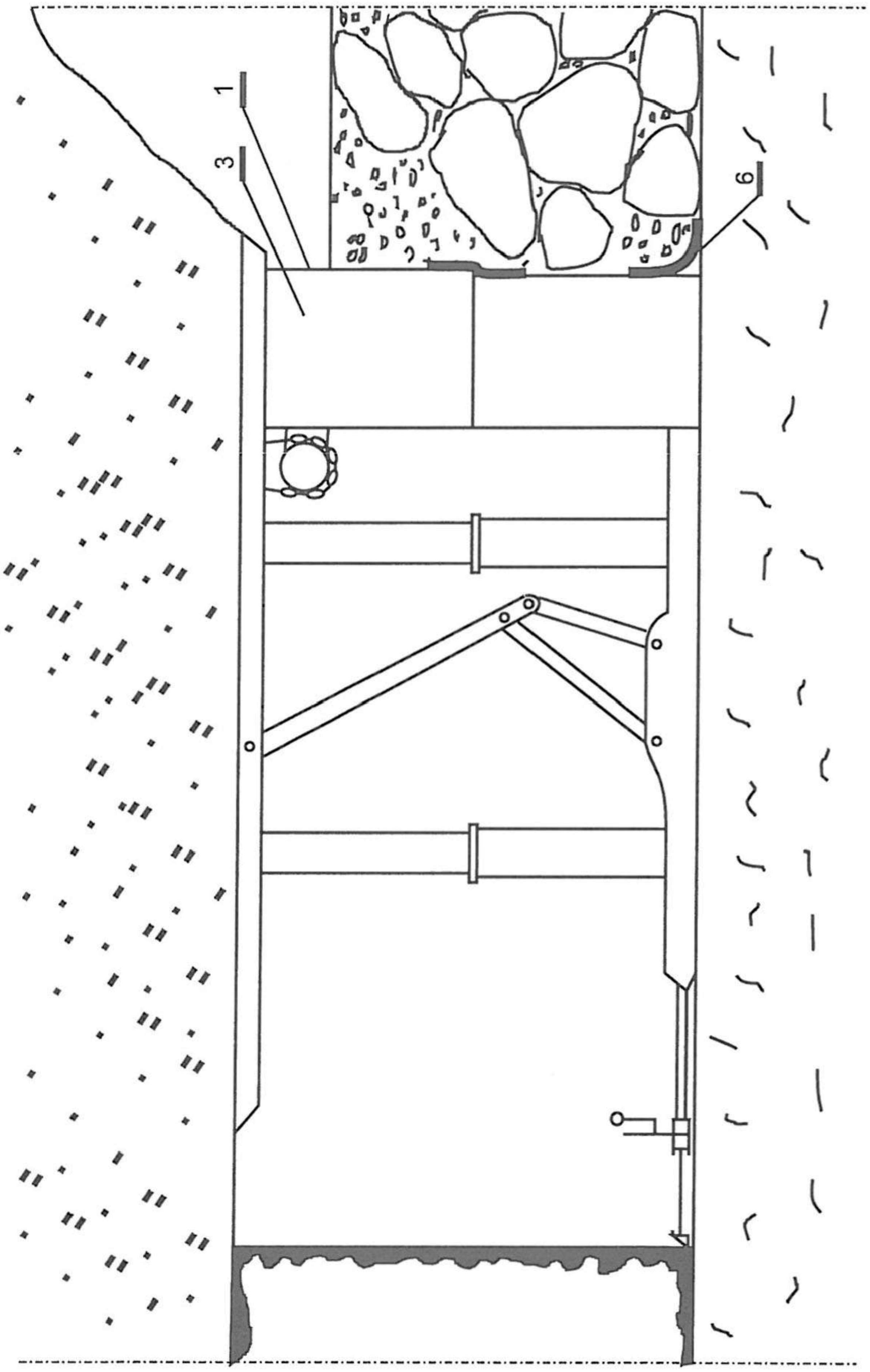


Rys. 26. Stacja przygotowania mieszanin podsadzkowych z odpadów



1. Płyta czołowa
2,3 Płyta boczna
4,5 Siłownik hydrauliczny
6. Fartuch gumowy uszczelniający od strony spągu
7. Fartuch gumowy uszczelniający segmenty taśmy
8. Pasek uszczelniający

Rys. 27. Tama przeznaczona do lokowania odpadów drobnofrakcyjnych w zrobach ścian



Rys. 28. Tama współpracująca z obudową podsadzkowo - zawałową lub podsadzkową
(oznaczenia jak na rysunku 27)

Ponieważ transport odpadów odwodnionych tradycyjnymi środkami posiada ograniczoną wydajność, szczególnie w szybach, jego zastosowanie do dostarczania pod ziemię odpadów drobnofrakcyjnych jest w większości kopalń nie do przyjęcia.

Alternatywnym i wydajnym sposobem może być transport hydrauliczny pod warunkiem, że kopalnie posiadają stacje podsadzkowe lub inne urządzenia do sporządzania mieszanin podsadzkowych. Na rys. 26 przedstawiono koncepcję instalacji do wytwarzania mieszanin podsadzkowych na bazie odpadów drobnofrakcyjnych.

Lokowanie odpadów drobnofrakcyjnych pod ziemią jest znane w formie podsadzki samozestalającej lub poprzez wtłaczanie zawiesin w zroby ścian zawałowych [49].

Podsadzka samozestalająca posiada pewne istotne wady, a mianowicie wymaga stosowania wytrzymałych tam, gdyż napór mieszanin na tamy do momentu uzyskania pewnej wytrzymałości jest bardzo duży. Czas od chwili wypełnienia zrobów do uzyskania minimalnej koniecznej wytrzymałości przez warstwę podsadzki jest dość długi i wynosi od kilkunastu do kilkudziesięciu godzin. Powoduje to istotne ograniczenie postępu ścian i wpływa negatywnie na uzyskiwane wyniki ekonomiczne.

Wad tych nie posiada wtłaczanie odpadów w postaci zawiesin do zrobów zawałowych, ale w tej technologii udaje się wykorzystać zaledwie od 10% do 30% objętości pustki poeksploatacyjnej, co w istotny sposób obniża ilość odpadów, które mogą być lokowane pod ziemią.

Istnieje możliwość połączenia obydwu metod w system podsadzkowo-zawałowy z hydraulicznym transportem odpadów. Wpłynie to korzystnie na wyniki uzyskiwane w ścianie poprzez zwiększenie ilości odpadów lokowanych w zrobach nawet do 80% objętości pustki poeksploatacyjnej i poprzez wyeliminowanie czasu oczekiwania na wiązanie i petryfikację mieszaniny podsadzkowej. Stosowanie podsadzkowo-zawałowego sposobu kierowania stropem spowoduje, że możliwa będzie koncentracja wydobycia w takich ścianach i będzie można prowadzić eksploatację niezależnie od wypełniania zrobów.

Aby całkowicie zmechanizować proces eksploatacji i wypełniania zrobów, skonstruowano specjalną tamę stanowiącą integralną część obudowy zmechanizowanej (zgłoszenie patentowe P-304013). Przedstawiona na rys. 27 tama może całkowicie lub tylko częściowo odgradzać zroby od pola roboczego ściany i umożliwi wypełnianie pustki poeksploatacyjnej do żądanej wysokości oraz przekładanie obudowy z zachowaniem szczelności tamy. Proces wypełniania zrobów i kierowania stropem jest całkowicie kontrolowany. Szczelność tamy podczas przekładki obudowy uzyskana będzie dzięki temu, że płyty boczne każdego segmentu są dłuższe od kroku obudowy. Przewidziano, że płyty boczne są z jednej strony segmentu wysuwne, a z drugiej strony wychylne. Umożliwi to w miarę szczelne tamowanie zrobów nawet wtedy, gdy sekcje obudowy będą przechylone względem siebie, np. na skutek pofałdowanego spągu pokładu.

Jest już opracowana dokumentacja techniczna takiej tamy ze stwierdzeniem producenta obudowy GLINIK 17/34 Pz, że jej zabudowanie nie narusza warunków dopuszczenia obudowy do ruchu.

Wykorzystanie ramek analogicznych do występujących w ścianie podsadzkowo-zawałowej z przenośnikiem taśmowym, spowoduje, że w ścianie z transportem hydraulicznym będzie mógł występować sztywny rurociąg podsadzkowy, przekładany samoczynnie przez przesuwane sekcje obudowy zmechanizowanej, analogicznie jak działo się to z przenośnikiem taśmowym w ścianach z lokowaniem kamienia w sposób pokazany na rys. 22.

Technologia podsadzkowo-zawałowa z hydrotransprotem materiału podsadzkowego (rys. 28) nie różni się od technologii zawałowej w zakresie urabiania, przekładki przenośnika

i obudowy. Tamowanie zrobów w odbywa się samoczynnie podczas przekładania obudowy. Zapełnianie zrobów może być prowadzone w sposób ciągły lub podczas przerw technologicznych w zależności od przyjętej organizacji pracy i istniejących uwarunkowań w kopalni. Istnieje możliwość wiązania słonych wód kopalnianych w takiej podsadzce. Przy wykorzystaniu instalacji pokazanej na rys. 26 można wytwarzać odpowiednie mieszaniny do podsadzania lub prowadzić podsadzanie dwuetapowo tzn. najpierw dotransportować odpady powęglowe przy przepływie w rurociągu o prędkości kilku metrów na sekundę, a następnie przelewać warstwę podsadzki mieszaniną popiołowo-wodną, uniemożliwiającą samozapalanie się odpadów zawierających domieszkę węgla i pirytu.

Technologia ta nie była jeszcze wypróbowana w praktyce ruchowej, ale jest prosta i dzięki stosowaniu materiałów o drobnym uziarnieniu może być wykorzystywana w wielu kopalniach, gdyż materiały o uziarnieniu do 20 mm mogą być transportowane przy wykorzystaniu pomp wirowych, a to pozwala na tłoczenie mieszaniny na duże odległości.

System podsadzkowo-zawałowy z hydraulicznym sposobem transportu materiału podsadzkowego stanowi uzupełnienie metod opisanych wcześniej i może być szczególnie przydatny do lokowania pod ziemią odpadów, pochodzących z zakładów wzbogacania i odsiarczania miałów węglowych.

Warunkiem niezbędnym do uruchomienia ściany z takim sposobem kierowania stropem jest posiadanie obudowy podsadzkowo-zawałowej, która będzie posiadała podporność odpowiednią do ścian zawałowych, zbliżoną do podporności obudowy GLINIK 17/34 Pz.

Rozpatrywano możliwość zastosowania tego systemu w Kopalni Jaworzno dla eksploatacji podkładu nr 209 pod miastem. Grubość tego pokładu w Zakładzie Górniczo-Energetycznym Jaworzno dochodzi do 3,5 m, a z uwagi na ochronę powierzchni zezwolenie zawarte w koncesji pozwala jedynie na wybranie warstwy o grubości 2 m.

4.4.1. Przewidywane zachowanie się górotworu podczas eksploatacji ścianami podsadzkowo-zawałowymi z transportem hydraulicznym

System eksploatacji z kierowaniem stropu na zawał na wcześniej utworzoną warstwę podsadzki w zakresie zachowania się górotworu nie różni się od systemu z pełnym zawałem stropu. Górotwór będzie się zachowywał tak, jakby wybierany pokład węgla był cieńszy. Nie spetryfikowana pulpa podsadzkowa będzie penetrowała w szczeliny rumoszu zawałowego, a kęsy kamienia będą się zapadały w głąb podsadzki. Tak będzie się działo w przypadku jednoetapowego podsadzania mieszaniną o składzie podobnym do podsadzki samozestalającej. W przypadku stosowania dwuetapowego podsadzania, tj. wytwarzania warstwy podsadzki z materiału drobnoziarnistego tak jak w klasycznej podsadzce hydraulicznej i następnie zalewania tej warstwy mieszaniną popiołowo-wodną, uzyskana warstwa będzie bezpośrednio po podsadzeniu posiadała niezbędną minimalną wytrzymałość do utrzymania rumoszu zawałowego, a następnie będzie dochodziło do zaciskania przestrzeni międzyziarnowych w rumoszu skalnym i w podsadzce.

Wpływ eksploatacji z takim sposobem kierowania stropem na powierzchnię może być porównywalny z podsadzką suchą pneumatyczną lub przynosić nawet nieco lepsze rezultaty z uwagi na mniejszą ściśliwość wytworzonej warstwy podsadzki. Określenie współczynnika osiadania dla tego sposobu kierowania stropem jest możliwe analitycznie przy wykorzystaniu rozumowania zawartego w punkcie 4.1.7 tej pracy. Faktyczne odkształcenia i drgania górotworu będą zależne od lokalnych uwarunkowań w kopalniach i od stopnia zapełnienia zrobów.

4.4.2. Możliwości lokowania odpadów w ścianach podsadzkowo-zawałowych z transportem hydraulicznym

Ściana podsadzkowo-zawałowa z hydraulicznym sposobem transportu odpadów do zrobów może być prowadzona w pokładach o grubości od 1,5 m do 6 m. Stopień wypełnienia zrobów będzie uzależniony od warunków geologicznych, a głównie od klasy stropu i tworzenia się zawału. Przy prowadzeniu dwuetapowego podsadzania i utrzymywania rygorystycznie stopnia zapełnienia zrobów na zadanym z góry poziomie jest nawet możliwe kierowanie stropem na ugięcie.

Długość ściany może być dowolna. Jest ona uzależniona od innych czynników warunkujących wielkość wydobycia [101, 102] i postęp ściany oraz od warunków geologicznych. Przykładowo ściana z koncentracją wydobycia o długości 250 m i wysokości 3 m wydobywająca 6000 t węgla w ciągu doby może przyjmować około 2500m^3 odpadów w ciągu doby (przy zapełnieniu 60%), tj. około 4200 ton odpadów.

Istnieją zatem podstawy do tego, aby całość odpadów o drobnym uziarnieniu była lokowana pod ziemią. Dla zrealizowania takiego przedsięwzięcia kopalnia powinna posiadać 2 ściany podsadzkowo-zawałowe, w których naprzemiennie prowadzone będzie wydobycie i podsadzanie. W okresie przezbrojeń jedna ze ścian powinna przyjmować całość odpadów. Aby zagwarantować ciągłość pracy takiego układu, należy przewidzieć ewentualne wypełnianie wyrobisk korytarzowych wyłączonych z użytkowania w trakcie przezbrajania ścian. Taki wariant pozwoli na utrzymanie stałego poziomu ilości odpadów lokowanych pod ziemią.

4.4.3. Koszty lokowania odpadów drobnofrakcyjnych w ścianach podsadzkowo-zawałowych

Koszty lokowania odpadów w zrobach ścian przy wykorzystaniu hydrotransportu będą się składały z amortyzacji urządzeń, tj. pomp, rurociągów, instalacji do wytwarzania mieszaniny podsadzkowej, kosztu dodatkowej robocizny, którą szacuje się na 6 do 10 rdn zależnie od długości transportu i liczby pomp. Koszt lokowania odpadów pod ziemią tym sposobem nie powinien przekraczać 4 zł/tonę.

Poniżej przykładowo przedstawiono uproszczoną kalkulację kosztu składowania odpadów tym sposobem. Kalkulacja ta została wykonana w oparciu o metodę kosztów bezpośrednich. Założenia do kalkulacji:

1. Koszt rurociągu podsadzkowego 300000 złotych, okres zużycia 3 lata, czyli 100000 zł/rok;
2. Część stawki amortyzacyjnej obudowy podsadzkowo-zawałowej wynikająca z różnic konstrukcyjnych i wyższej ceny w stosunku do obudów zawałowych, ta część stawki dla 120 sekcji wyniesie 384000 zł/rok;
3. Robocizna 10 dniówek/dobę x 150 zł x 250 dni – 375000 zł/rok;
4. Ilość podsadzonych odpadów 1800 t/dobę, w ścianie o długości 180 m i grubości warstwy podsadzki 1,5 m przy dobowym postępie 4 m, zakładając efektywną eksploatację przez 200 dni w roku otrzymamy 360000 t/rok;
5. Szacunkowy koszt energii i zużycia urządzeń 1000 zł/dobę, tj. 365000 zł/rok

Sumaryczne nakłady/rok wyniosą 1224000 zł/rok i będą związane z ulokowaniem pod ziemią 360000 t.
Stąd nakład jednostkowy wyniesie 3,4 zł/tonę.

4.5. Koncepcja systemu filarowo-zabierkowego z lokowaniem odpadów powęglowych w zrobach

W trakcie prowadzenia robót badawczych i przygotowawczych w pokładach węgla oprócz pól o regularnym, prostokątnym kształcie są wykrawane parcele zbliżone do trapezów i trójkątów. Spowodowane jest to przez tektonikę i warunki zalegania złoża oraz zaszłości górnicze.

W parcelach o nieregularnym kształcie trudno jest prowadzić eksploatację systemem ścianowym, ponieważ zachodzi konieczność zmieniania długości ścian i kierunku wybierania.

Poza trudnościami technicznymi odbija się to niekorzystnie na uzyskiwanej wydajności i kosztach eksploatacji.

Rezygnacja z wybierania węgla zalegającego w takich parcelach powoduje wzrost strat złoża, a nakłady poniesione na wykonanie wyrobisk udostępniających i przygotowawczych obciążają wydobywany węgiel podnosząc koszty.

Włączenie do wybierania pól o nieregularnym kształcie, które zostały udostępnione i miały stanowić straty, poza poprawą wskaźnika wykorzystania złoża spowoduje taki skutek finansowy, jakby była możliwa eksploatacja zasobów w tych parcelach bez kosztów ich udostępnienia i przygotowania złoża.

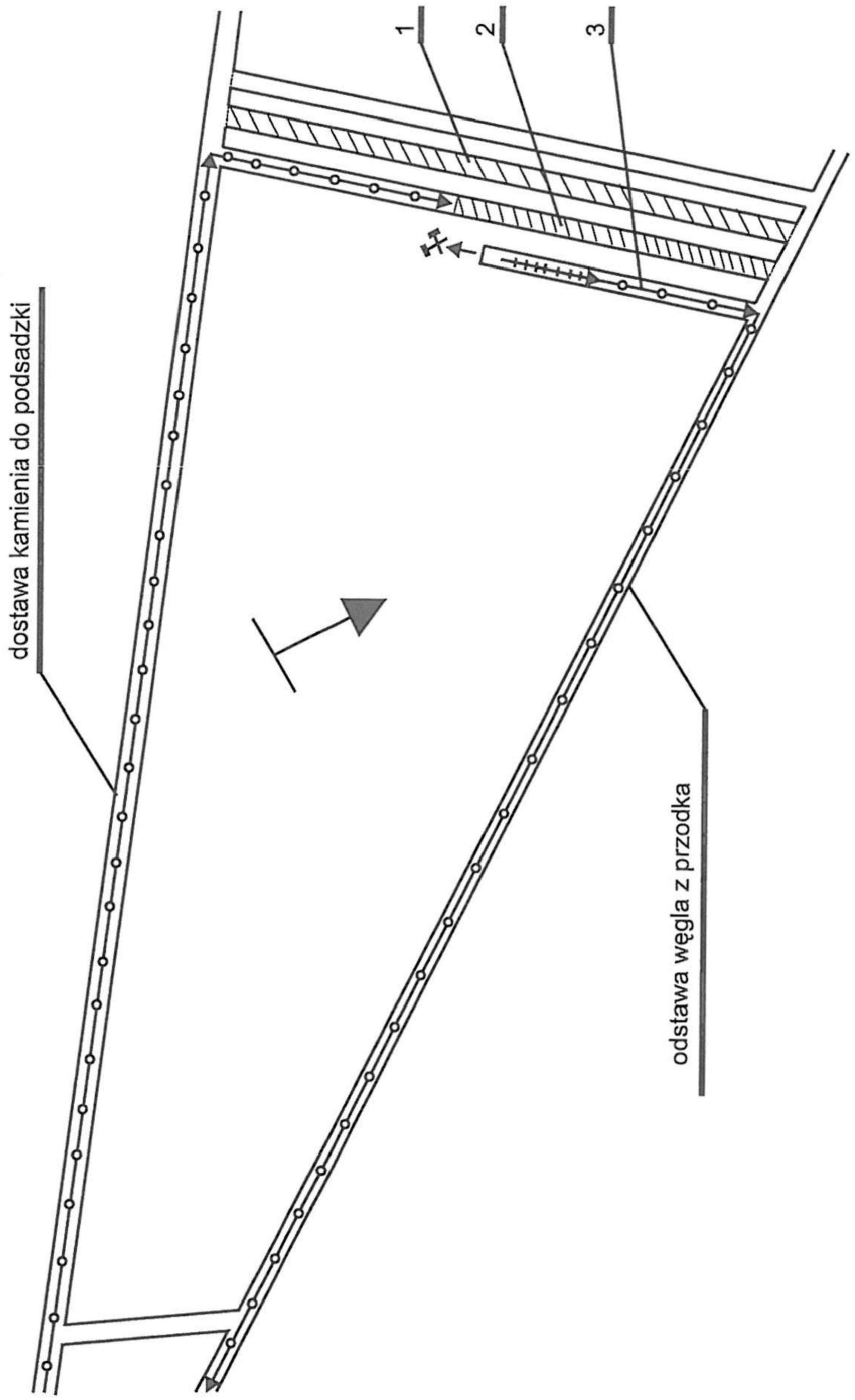
Prowadzenie eksploatacji filarowo-zabierkowej jest możliwe przy minimalnych nakładach na wyposażenie i może towarzyszyć eksploatacji ścianami zawałowymi lub podsadzkowymi. Z uwagi na sposób kierowania stropem system ten może być zaliczony do systemów podsadzkowych lub podsadzkowo-zawałowych.

Wybieranie węgla wyrobiskami krótkofrontowymi stwarza możliwość zapełniania zrobów skałą płoną. Wypełnienie to może być całkowite lub częściowe. Lokowanie odpadów w zrobach po eksploatacji filarowo-zabierkowej może być dokonywane przy wykorzystaniu tradycyjnych metod podsadzania lub też nowych metod podsadzkowo-zawałowych, opracowanych do lokowania kamienia w wyrobiskach korytarzowych (punkt 4.2).

Urabianie może być wykonywane kombajnem chodnikowym (np. AM 50) lub przy wykorzystaniu techniki strzelniczej. Na rysunku 29 pokazano przykładowo sposób prowadzenia eksploatacji filarowo-zabierkowej w parceli o nieregularnym kształcie, z jednoczesnym zapełnianiem zrobów odpadami powęglowymi.

Proponuje się, aby wyrobiska były zapełnione kamieniem na sucho, a następnie uszczelniane mieszaniną popiołowo-wodną sporządzoną z wykorzystaniem wody kopalnianej.

Taki sposób wypełniania zrobów pozwoli na wykorzystanie do transportu kamienia przenośników budowanych do odstawy węgla. W miarę likwidacji wyrobiska elementy skracanych przenośników będą wykorzystywane do wydłużania odstawy węgla w kolejnym wyrobisku eksploatacyjnym.



Rys. 29. Przykładowy sposób eksploatacji filarowo-zabierakowej z lokowaniem odpadów
1. wyrobisko zlikwidowane
2. wyrobisko w likwidacji
3. wyrobisko w postępie

Niepełne podsadzenie kamieniem umożliwi wentylację obiegową w likwidowanym wyrobisku aż do ostatecznego zamknięcia. Aby zapobiec pożarom endogenicznym, wypływom gazów i wody, po zakończeniu zasypywania kamieniem zroby będą uszczelniane na całej długości lub tylko zamknięte korkami na wlocie i wylocie. Wypełnianie wyrobisk poza zagospodarowaniem odpadów przyniesie efekt w postaci poprawy stateczności wyrobisk i górotworu.

4.5.1. Ocena ekonomiczna rozwiązania

Efekty ekonomiczne możliwe do uzyskania podczas eksploatacji węgla systemem filarowo-zabierkowym wynikają z wartości wydobytego węgla i zaoszczędzenia środków za ulokowany kamień i trwale uwięzioną słoną wodę.

Wysoką opłacalność prowadzenia eksploatacji tym systemem można wykazać dla pokładów o miąższości powyżej 2,5 m. Nie wliczając kosztów wyrobisk udostępniających i przygotowawczych, gdyż wyrobiska te zostały wydrążone dla potrzeb eksploatacji ścianami, i zakładając, że węgiel w przodku będzie miał wartość 50 zł/tonę niezależnie od sortymentu, a koszt wywozu skały płonej z kopalni wynosi 12 zł/tonę, po odjęciu kosztów energii, amortyzacji maszyn i urządzeń oraz robocizny można w pokładzie o miąższości 2,5 m efekt oszacować na 10000 złotych dobowo (w postaci zysku przed opodatkowaniem). Szacunku tego dokonano zakładając postęp przodka o szerokości 4 m i wysokości 2,5 m na 20 m/dobę.

Założono również, że w tym samym czasie 20 m wyrobiska będzie zasypywane skałą płoną. Przyjęto, że na każdej zmianie będzie zatrudnionych po 5 pracowników w przodku drążonym i likwidowanym, trzeba będzie ponieść koszty transportu oraz ubierek i dokładek przenośników w wysokości 2000 złotych/dobę.

Ponieważ cena sprzedawanego przez kopalnię węgla jest dwukrotnie wyższa niż przyjęta do obliczeń jego wartość w przodku można wykazać, że po odliczeniu kosztów transportu, wzbogacania i innych składników wpływających na koszt, kopalnia dodatkowo ponad obliczone 10000 zł uzyska około 5000 zł/dobę. Zatem działanie to jest wysoce opłacalne, a zakładane wydajności wynoszą odpowiednio dla urabiania 28 t/rdn i podsadzania 19 tn/rdn, są więc wielkościami atrakcyjnymi.

5. Wpływ deponowania odpadów pod ziemią na środowisko naturalne

Wypełnianie podziemnych pustek poeksploatacyjnych i wyrobisk górniczych wyłączonych z użytkowania opadami przynosi korzyści dla środowiska, ale może również być źródłem zagrożeń [14, 15, 17, 18, 35, 48, 49, 50, 56, 90].

Uwzględniając istniejące trendy oraz uwarunkowania ekonomiczne i ekologiczne, a także istniejący poziom cen za składowanie odpadów na powierzchni, można uznać za słuszną tezę, że deponowanie odpadów pod ziemią może być źródłem dodatkowych dochodów poza tymi, które kopalnie uzyskują za wydobywane minerały [105].

Już przy obecnym poziomie cen za składowanie odpadów na powierzchni deponowanie ich pod ziemią jest opłacalne [9, 10, 61, 100].

Dla przykładu można podać, że koszt zwałowania $1m^3$ odpadów kopalnianych przekroczył już 22 złote (koszt ten obliczono w kopalni Piast, podobne wyniki uzyskano w kopalniach Bolesław Śmiały i Rydułtowy).

Jeżeli uwzględni się nakazy administracyjne, brak miejsc na tworzenie nowych zwałowisk na powierzchni i wzrastające wymagania środowiskowe dla już istniejących i nowo tworzonych składowisk, a także tendencje do przetwarzania śmieci i odpadów oraz ich ilości, to okazuje się, że opracowywanie i wdrażanie nowych systemów i technologii umożliwiających składowanie odpadów pod ziemią jest koniecznością. Zatem podczas projektowania eksploatacji złóż trzeba rozważyć możliwość takiego przygotowania wyrobisk, aby było możliwe lokowanie odpadów pod ziemią. W niektórych przypadkach podczas likwidacji zakładów górniczych zapełnianie wyłączonych z użytkowania wyrobisk i pustek podziemnych staje się niezbędne z uwagi na konieczność ochrony złoża i powierzchni. Czasami wypełnienie to musi być dość dokładne, ponieważ w przypadku zaniechania eksploatacji i odwadniania może dojść do samoczynnego zatopienia kopalni, a wytworzone pod ziemią gigantyczne zbiorniki wodne mogą się stać bardzo poważnym zagrożeniem dla istniejących w sąsiedztwie kopalń [77, 78].

Występujące w takim przypadku napory wody będą ogromne, należy się również liczyć z możliwością skażenia wód słodkich przy powierzchni ziemi przez zmieszanie się ze słonymi wodami występujących głębiej.

Zagadnienie to jest bardzo poważne i obszerne, dlatego każdy przypadek wymaga odrębnego rozpatrzenia przy uwzględnieniu lokalnym uwarunkowań.

Przed rozpoczęciem lokowania odpadów pod ziemią należy zbadać, czy spełniają one wymagania określone stosownymi przepisami i dodatkowo opracować ekspertyzę hydrogeologiczną dla rejonu przeznaczonego na podziemne składowisko lub w którym odpady będą stosowane jako materiał podsadzkowy [11, 90].

Ekspertyza ta ma na celu wykluczenie możliwości ewentualnego skażenia wód podziemnych lub przedostawania się szkodliwych substancji do systemu odwadniania kopalni. Na pozór może się wydawać, że stosowanie skały płonej z tej samej kopalni do wypełniania pustek podziemnych nie wymaga tak drobiazgowego rozpatrywania problemu, ale po głębszym zastanowieniu okazuje się, że nawet w takim przypadku ekspertyza hydrogeologiczna jest konieczna. Może się bowiem okazać, że kopalnia posiada rejony, w których występują wody słodkie i wody słone. Użycie zasolonego kamienia do wypełniania pustek w rejonie, w którym wody są

słodkie, może doprowadzić po pewnym czasie do zasolenia tych wód ponad dopuszczalne wartości.

Wyniki badań odpadów i ekspertyza hydrogeologiczna muszą być przedłożone właściwym instytucjom celem uzyskania zezwolenia lub koncesji na podziemne składowanie. Takie same wymagania dotyczą zatłaczania odpadów ciekłych i recyrkulacji wód [68, 76, 81, 84].

Składowanie pod ziemią odpadów nie spełniających wymagań stawianych materiałom podsadzkowym również jest możliwe i w niektórych krajach praktykowane, ale do tego celu są przygotowane specjalne składowiska (np. dla odpadów jądrowych) lub są opracowane technologie składowania i izolacji. Dotyczy to zwłaszcza odpadów szczególnie uciążliwych [30, 40, 48, 56, 57].

Z uwagi na występujące zagrożenia dla środowiska naturalnego i pracujących przy składowaniu odpadów ludzi, udzielenie zgody jest obwarowane w tym przypadku szeregiem obostrzeń, a same składowiska muszą być zlokalizowane w górotworze statecznym i być oddzielone od wód warstwami izolacyjnymi [34, 48, 55, 56, 57, 59, 80]. Wymagany jest również nadzór nad składowaniem odpadów niebezpiecznych.

Każde podziemne składowisko odpadów niebezpiecznych i uciążliwych powinno być urządzone w oparciu o wcześniej przygotowaną dokumentację, a w przypadkach koniecznych powinien być zastosowany system monitoringu ewentualnych skażeń. Ponieważ czynniki ryzyka trudno wyeliminować, a wszystkie możliwe zagrożenia nie zawsze dają się przewidzieć, zgoda na składowanie podziemne substancji szkodliwych lub niebezpiecznych jest udzielana niechętnie.

W przypadku odpadów kopalnianych i elektrownianych zagadnienie to jest znacznie prostsze z uwagi na znikomy stopień szkodliwości tych odpadów w przypadku ich podziemnego składowania [11, 24, 114, 115]. Nie występują poważniejsze przeszkody do składowania pod ziemią odpadów będących materiałami budowlanymi zawierającymi azbest, które są zakwalifikowane do odpadów niebezpiecznych, a umieszczone w zrobach poeksploatacyjnych nie stanowią zagrożenia dla środowiska. Istnieją olbrzymie możliwości do wykorzystania w zakresie podziemnego składowania odpadów. Wystarczy porównać wielkość wytwarzanych co roku pod ziemią pustek poeksploatacyjnych [9, 74, 112] z ilością deponowanych odpadów [27, 28].

Zwiększenie ilości składowanych pod ziemią odpadów górniczych i elektrownianych będzie już doniosłym osiągnięciem, istnieje także możliwość deponowania innych odpadów. Jest to istotne z uwagi na fakt, iż właśnie odpady kopalniane i popioły lotne z elektrowni wymagają specjalnego traktowania i odpowiednich warunków składowania na powierzchni, a mogą być bez przeszkód wykorzystane do produkcji materiałów podsadzkowych lub składowane pod ziemią jako samoistne materiały podsadzkowe wówczas na skutek odizolowania od atmosfery nie wymagają specjalnych warunków składowania i stają się obojętne dla środowiska.

6. Ocena ekonomiczna stosowanych rozwiązań technicznych

Wypełnianie pustek poeksploatacyjnych lub wyrobisk górniczych podsadzką lub lokowanie w tych miejscach odpadów jest tak jak każde działanie techniczne połączone z pewnymi kosztami. Koszty te wynikają z konieczności transportu materiału do miejsc składowania oraz z innych uwarunkowań technologicznych, takich jak: budowa tam podsadzkowych, stosowanie specjalnych obudów ścianowych i urządzeń, kruszenie i przesiewanie skały przeznaczonej do lokowania pod ziemią, przygotowywanie odpadów, stosowanie dodatków wiążących do podsadzki, budowa i utrzymanie instalacji podsadzkowych itp. [1, 4, 9, 92, 113]. Istotny wpływ na poziom kosztów wywiera pracochłonność związana z przygotowaniem procesu wypełniania pustek i z samym lokowaniem lub podsadzaniem, a także możliwa do osiągnięcia wydajność, która jest zależna od przyjętej technologii, odległości transportu i sposobu wypełniania pustek. Dużym składnikiem kosztów jest koszt zużywanej energii. Ponieważ wszystkie elementy kosztów są zależne od przyjętej technologii, można powiedzieć, że istnieją droższe i tańsze sposoby wypełniania pustek w górotworze.

Każdorazowo proces eksploatacji kopalin powinien być przeanalizowany pod kątem opłacalności i wyboru takiego wariantu i sposobu eksploatacji, który przy zachowaniu warunków bezpieczeństwa będzie związany z najniższymi kosztami. Wykorzystanie odpadów jako materiału podsadzkowego jest znane w górnictwie od wieków i jest w pełni uzasadnione, gdyż spełnia równocześnie dwie funkcje, a mianowicie powoduje zagospodarowanie odpadów oraz powoduje obniżenie zapotrzebowania na materiały podsadzkowe [3, 10, 23, 24, 62, 73, 75, 87], których pozyskiwanie i transport również są kosztowne i mogą prowadzić do degradacji środowiska naturalnego [94].

W sytuacji, gdy celem nadrzędnym nie jest podsadzanie ale lokowanie odpadów, możliwe staje się znaczne ograniczenie kosztów związanych z wypełnianiem pustek poeksploatacyjnych i wyłączonych z użytkowania wyrobisk, w stosunku do tradycyjnych metod podsadzania.

W obecnej sytuacji ekonomicznej można stwierdzić, że najdroższa jest podsadzka sucha pneumatyczna, w której koszt jednostkowy wynosi około 16 do 22 złotych za tonę skały lokowanej pod ziemią [9, 10, 21]. W podsadzce hydraulicznej koszt ten jest nieco niższy, ale kopalnie często w kalkulacjach nie uwzględniają kosztów obiegu wody i pozyskiwania piasku, który jest dodawany do podsadzki. Najczęściej operuje się w kopalniach tylko kosztami oddziałowymi lub przodkowymi.

W przypadku podsadzki samozestalającej na poziom kosztów wpływa niekorzystnie długi czas petryfikacji mieszanin podsadzkowych i czas konieczny do zapełniania zrobów.

Ogólny bilans takiej podsadzki poprawia wyeliminowanie nakładów, jakie trzeba byłoby ponosić na zagospodarowanie odpadów drobnofrakcyjnych na powierzchni.

Na koszt składowania skały na powierzchni składają się:

- koszt wywozu na zwałowisko, który obecnie wynosi od 4 do 13 złotych za tonę;
- koszt załadunku skały w kopalni, około 0,5 zł za tonę;
- opłata za korzystanie ze środowiska w wysokości 7 zł za tonę;
- koszt wbudowania kamienia w zwałowisko lub rekultywowany teren od 3,0 do 5,0 zł za tonę;

– koszt rekultywacji biologicznej, około 10,0 do 15,0 zł za $1m^2$, obciążający 1 tonę skały w zależności od wysokości składowania;

– koszty przygotowania zwałowiska od 0,5 do 0,6 mln zł za hektar – tj. od 50 do 60 zł za $1m^2$; koszt ten obejmuje przygotowanie dokumentacji, dróg, odwodnienia, zdjęcie ziemi uprawnej itp. i również obciąża koszt zwałowania 1 tony odpadu w zależności od wysokości składowania;

– podatek VAT w wysokości 22% za wykonane usługi tj. wywóz, wbudowanie kamienia w zwałowisko, przygotowanie zwałowiska i rekultywację.

Sumarycznie koszt wywozu i zwałowania skały odpadowej na powierzchni łącznie z rekultywacją biologiczną kształtuje się na poziomie od 10,0 do 20,0 zł za tonę (17,0 do 34,0 zł za m^3). W kopalniach poszczególne składniki kosztu są księgowane na różnych kontach, stąd panuje tak wiele rozbieżnych opinii na temat wydatków związanych z zagospodarowaniem odpadów.

Najczęściej nie są ewidencjonowane koszty załadunku, osobno są księgowane podatek VAT i opłata za korzystanie ze środowiska oraz koszty wywozu, koszty rekultywacji są pokrywane ze środków przeznaczonych na usuwanie szkód górniczych itp.

Taki sposób ewidencjonowania kosztów zaciemnia faktyczny obraz i przyczynia się do utrwalenia poglądu, że lokowanie odpadów pod ziemią jest znacznie droższe od zwałowania na powierzchni i jego stosowanie może być przyczyną podniesienia kosztów wydobycia.

Elektrownie i ciepłownie płacą kopalniom za lokowanie popiołów lotnych, tak więc już obecnie utylizacja odpadów energetycznych może być działaniem przynoszącym korzyści ekonomiczne i ekologiczne.

Ponieważ składowanie odpadów pod ziemią ogranicza wpływy eksploatacji na powierzchnię i zmniejsza wielkość zwałowisk, a także jest ekonomicznie uzasadnione, można zaryzykować twierdzenie, że brak lokowania odpadów wynika z pewnych przyzwyczajeń, braku odpowiednich technologii i rzetelnej analizy ekonomicznej tego zagadnienia.

Jest oczywiste, że nie każdy odpad może być deponowany we wnętrzu ziemi, a lokowanie również nie może być prowadzone wszędzie, ale ulokowana pod ziemią ilość skały i odpadów elektrownianych rzędu 9 mln ton na ogólną wielkość przychodu 60 mln ton, przy uwzględnieniu wielkości wytwarzanej co roku pustki ponad 100 mln m^3, jest nieproporcjonalnie mała.

6.1. Koszty lokowania odpadów w zrobach ścian zawałowych i wyrobiskach wyłączonych z użytkowania ponoszone przy wykorzystaniu technologii opracowanych w KWK Piast

Sposób dostarczania skały w pobliże ściany w technologii podsadzkowo-zawałowej opracowanej w KWK Piast nie różni się od sposobu stosowanego przy podsadzaniu pneumatycznym. Różnica występuje w transporcie w samej ścianie i w wypełnianiu pustej przestrzeni. Stosowanie tej metody powoduje, że koszty wynikają z transportu materiału podsadzkowego w wozach i przenośnikami. Używana jest specjalna obudowa zmechanizowana droższa o 20% od osłonowej obudowy zawałowej o tej samej wysokości i parametrach.

Tak więc do obliczenia kosztu lokowania kamienia w zrobach ściany zawałowej uwzględniono 20% kosztu obudowy (tj. 7,2 tys. zł. za sekcję) w postaci stawki amortyzacyjnej przy 5-letnim okresie amortyzacji. Stawka amortyzacyjna była naliczana liniowo.

Pozostałe składniki kosztu stanowiły: robocizna związana z transportem kamienia do ściany, energia, koszt zbrojenia urządzeń do transportu kamienia i ich stawki amortyzacyjne. Stosując metodę kosztów bezpośrednich uwzględniono wszystkie elementy, które występują w tej technologii i odróżniają ją od tradycyjnej metody eksploatacji z zawałem stropu. Po podliczeniu okazało się, że koszt jednostkowy wynosi 5,1 złotego za tonę ulokowanej pod ziemią skały odpadowej, przy uwzględnieniu załadunku kamienia na powierzchni (według cen z końca 1996 roku). Koszt składowania kamienia w zrobach ścian zawałowych może być jeszcze niższy dla kilku kolejnych ścian. W takim przypadku zmaleje udział kosztu zbrojenia dostawy kamienia w przeliczeniu na jednostkę (tonę) dostarczanej skały.

Możliwe jest dalsze obniżanie kosztów lokowania odpadów w zrobach zawałowych poprzez stosowanie ścian o optymalnych długościach (pkt. 4.1.6.) i organizacji robót, gdyż działania takie mają wpływ na możliwą do osiągnięcia wydajność lokowania kamienia czyli na koszt jednostkowy umieszczenia 1 tony w zrobach. Reasumując można stwierdzić, iż w przypadku ścian podsadzkowo-zawałowych, w których wykorzystywano technologię opracowaną w KWK Piast, lokowanie kamienia było tańsze o 7,9 zł za tonę od zwałowania na centralnym składowisku Maczki Bór.

Lokowanie kamienia w ubierce zawałowej w kopalni Bolesław Śmiały w Łaziskach (pkt. 5.3.) było obarczone podobnym kosztem, przy czym do obliczeń w kopalni Bolesław Śmiały przyjęto taką samą metodę jak w kopalni Piast. Obliczenia były dokonywane w obydwu kopalniach przez służby przygotowania produkcji i analiz ekonomicznych niezależnie od siebie.

Podana metoda kosztów bezpośrednich jest w miarę uniwersalnym i precyzyjnym instrumentem, który może być stosowany dla różnych układów transportowych w kopalniach i pozwala na uwzględnienie takich czynników jak długość trasy transportu materiału, ilość przenośników, robocizna związana z ich obsługą, rodzaj zastosowanych urządzeń itp.

Tak duża różnica pomiędzy kosztem lokowania pod ziemią i kosztem wywozu i zwałowania odpadów na powierzchni wynikała między innymi z faktu, iż skała składowana na powierzchni była obciążona opłatą za korzystanie ze środowiska w wysokości 5,6 zł/tonę.

W ostatnim czasie uchylono konieczność wnoszenia opłaty za korzystanie ze środowiska w stosunku do skały składowanej na centralnym składowisku Maczki Bór przyjmując interpretację, że skała wywożona tam służy do rekultywacji wyrobiska popiaskowego. Pomimo tego jednostkowy koszt wywozu wynosi 9,8 zł/tonę i jest wyższy od kosztu lokowania w ścianie podsadzkowo-zawałowej.

Koszt lokowania kamienia w wyrobiskach korytarzowych wyłączonych z użytkowania jest zależny w głównej mierze od kosztu transportu materiału przeznaczonego do deponowania. Na koszt ten składa się energia, robocizna, stawki amortyzacyjne użytych urządzeń. Składniki te są uzależnione od odległości transportu i przyjętego sposobu dostarczania odpadów. Kolejnym elementem kosztu jest stawka amortyzacyjna miotarki, ale jest to wartość stała i stanowi tylko niewielki procent całości nakładów, dlatego też w niewielkim stopniu wpływa na koszt lokowania odpadów w wyrobiskach korytarzowych.

Koszt lokowania kamienia w upadowej do pokładu 209 w kopalni Piast wyniósł 5,1 zł za tonę, przy uwzględnieniu robocizny związanej z pełnym odzyskiem obudowy chodnikowej. W pokładzie 207, z uwagi na długą drogę transportu materiału zasypowego taśmociągami (ponad 2300 m), koszt jednostkowy ulokowania skały był wyższy i wyniósł około 8 zł/tonę. Uzyskanie takiego kosztu było możliwe dzięki wykorzystaniu wywrotu wozów i przenośników, które były zbudowane do transportu skały do ścian podsadzkowo-zawałowych.

Lokowanie pod ziemią odpadów obcych, tzn. pochodzących spoza kopalni, może być również opłacalne i przynosić zyski. Jednakże w takim przypadku nakłady ponoszone przez kopalnie muszą być refinansowane przez firmy i instytucje zainteresowane składowaniem odpadów pod ziemią i musiałyby rekompensować kopalniom potencjalne wpływy, utracone na skutek rezygnacji z lokowania kamienia własnego, i przynosić zysk [100, 105].

Taki poziom cen będzie występował w każdym przypadku, w którym lokowanie odpadów obcych będzie związane z rezygnacją z deponowania pod ziemią odpadów własnych. W sytuacji, gdy kopalnie będą swoje odpady składowały w całości pod ziemią, ceny te mogą ulec zmianie.

Powyższe rozumowanie pozwala określić obecny poziom cen za składowanie pod ziemią odpadów obcych. Tak więc cena ta będzie wynosiła od 10 do 20 zł/tonę, bez opłaty koncesyjnej.

Koszt składowania pod ziemią odpadów własnych kopalń już w chwili obecnej może być niższy od nakładów na zwałowanie na powierzchni i przynosić kopalniom wymierne korzyści ekonomiczne, natomiast w odniesieniu do ewentualnego deponowania pod ziemią odpadów obcych efektywność ekonomiczna będzie uzależniona od wysokości opłaty koncesyjnej i od poziomu cen za składowanie odpadów na powierzchni, oraz od kosztów związanych z dostawą odpadów do kopalni i ich przygotowaniem do lokowania, jeżeli taki proces będzie konieczny.

Można by było przedstawić również kalkulację uwzględniającą fakty wynikające z obecnej sytuacji górnictwa. Nadmierne zatrudnienie w stosunku do ilości wydobywanego węgla powoduje, że płaca jest stałym elementem kosztów, niezależnym od uzyskiwanego wydobycia. Kopalnie posiadają również w nadmiarze przenośniki zwłaszcza starszych typów o niskich wydajnościach. Są to urządzenia zamortyzowane i zbędne, a nie znajdujące nabywców, ale wystarczające do potrzeb lokowania odpadów pod ziemią w ilości do 2000 ton/dobę.

Uwzględnienie tych faktów powoduje, że koszt lokowania kamienia będzie składał się jedynie z kosztu energii zużywanej przez urządzenia transportowe oraz ze stawek amortyzacyjnych podsadzarko-zwałowarki lub przenośnika SW-2 w ścianie i części stawki amortyzacyjnej obudowy ścianowej.

Takie rozpatrzenie kosztu pozwoli ocenić go na poziomie od 1 do 3 zł/tonę. Są to wielkości zdecydowanie niższe od ponoszonych za zwałowanie na powierzchni i w dokumentach księgowych kopalń będzie występował obecnie właśnie taki efekt finansowy.

7. Porównanie technologii podsadzkowo-zawałowych z innymi stosowanymi dotychczas metodami deponowania odpadów pod ziemią

Dodawanie odpadów do materiałów podsadzkowych lub stosowanie ich jako samoistnych materiałów w technologiach klasycznych jest uwarunkowane szeregiem czynników.

Do czynników tych należą:

– sposób transportu materiałów podsadzkowych;
– wymagania określające parametry i własności materiałów jak np. ściśliwość, wytrzymałość, rozmywalność, toksyczność, radiacja, czas sedymentacji;
– wydajność instalacji podsadzkowej i procesu podsadzania.

Przyjęty sposób transportu materiału podsadzkowego do pustki poeksploatacyjnej narzuca wymagania w stosunku do jakości materiału. Skład ziarnowy musi być tak dobrany poprzez kruszenie i przesiewanie, aby nie powodował zatykania się rurociągów podsadzkowych. W podsadzce hydraulicznej można oprócz piasku stosować skruszoną skałę płoną, żużel lub pyły dymnicowe [23, 61]. Udział piasku w materiale może się zmieniać od 0 do 100% i najczęściej jest uwarunkowany przez ściśliwość podsadzki, wynikającą z konieczności ochrony obiektów na powierzchni.

Odległość, na którą można transportować podsadzkę grawitacyjnie za pomocą wody, jest uzależniona od układu wyrobisk, w których są zabudowane rurociągi podsadzkowe, składu mieszaniny podsadzkowej i średnicy zastosowanych rur [1].

Transport pompowy mieszanin podsadzkowych praktycznie można stosować bez specjalnych ograniczeń. Dla przykładu w cementowni Strzelce Opolskie na powierzchni stosuje się maksymalną odległość transportu 15,5 km mieszanin z zawartością ziarn do 20 mm. W praktyce nie ma przeszkód, aby podobne rozwiązania w miarę potrzeb stosować pod ziemią w kopalniach, w odniesieniu do lokowania odpadów dronofrakcyjnych i podsadzki samozestalającej.

W tabeli 21 zostały zestawione dla porównania różne sposoby deponowania odpadów pod ziemią, w tym również i podsadzkowe [58, 73, 82, 103].

Z zestawienia tego wynika, że lokowanie odpadów metodami na sucho w chodnikach można stosować praktycznie bez ograniczeń, natomiast deponowanie odpadów w zrobach zawałowych jest ograniczone przez nachylenie i miąższość eksploatowanych pokładów lub ich warstw.

W zależności od stopnia wypełnienia zrobów można uzyskać w mniejszym lub większym stopniu ograniczenie wpływów eksploatacji na powierzchnię.

Z uwagi na stopień wypełnienia zrobów metody podsadzkowo-zawałowe pod względem ograniczenia wpływów eksploatacji na powierzchnię mogą być porównywane jedynie z podsadzką suchą, ale uzyskany efekt może być zadawalający szczególnie dla wyeliminowania zjawiska powstawania zalewisk bezodpływowych na terenach objętych działalnością górniczą. Kierowanie stropem na zawał w ścianach z lokowaniem odpadów w zrobach ma również tę pozytywną cechę, że energia potencjalna skał stropowych jest wyzwalana w sposób ciągły podczas wywoływania zawału stropu.

Tabela 21. Porównawcze zestawienie różnych sposobów wypełniania zrobów

Sposób wypełniania zrobów	Wymagania dla materiału podsadzkowego	Stosowana odległość transportu	Warunki górniczo-techniczne	Stopień ochrony powierzchni	Uwagi
1	2	3	4	5	6
Podsadzka hydrauliczna	Rozmywalność, czas sedymentacji, ściśliwość 50-45% uziarnienie do 60 mm, wodoprzepu-szczalność od 0,007 do 0,0004 cm/s	Max. 6400 m średnia 2169 m dla najczęściej stosowanych średnic Ø 185 mm	Pożądane jest prowadzenie eksploatacji po wzniosie przy nachyleniu powyżej 5°	Bardzo dobry, współczynnik eksploatacji od 0,05 do 0,3	Wymagania dla materiału podsadzkowego są zależne od wymaganego stopnia ochrony powierzchni. Wyróżnia się cztery klasy materiałów na podstawie ich własności
Podsadzka samozestalająca doszczelnianie zrobów	Odpady drobnofrakcyjne i pyły dymnicowe, konieczność stosowania dodatków wiążących, nośność i czas wiązania podsadzki	Grawitacyjny sposób transportu stosowany do max. 5200 m, średnio na odległość 1800 m, transport pompowy możliwy praktycznie bez ograniczeń	Jak dla podsadzki hydraulicznej	Podsadzka samozestalająca może dać efekt podobny jak podsadzka hydrauliczna, doszczelnianie zrobów praktycznie nie ma znaczenia	Istnieje możliwość zatrzymywania wody w podsadzce i zrobach, kłopoty stwarza długi czas wiązania i duży napór mieszanin z odpadów drobnofrakcyj-nych na tamy podsadzkowe, konieczność badania toksyczności odcieków i ich składu
Podsadzka sucha pneumatyczna	Uziarnienie od 10 do 80 mm, wilgotność w stanie powietrzno-suchym	Transport pneumatyczny na odległość do 300 m od podsadzarki, transport materiału przenośnikami lub w wozach bez ograniczeń odległości	Brak specjalnych wymagań, konieczność utrzymywania dróg i układów dla transportu materiału podsadzkowego	Średni, współczynnik eksploatacji a od 0,5 do 0,7	Duże zapotrzebowanie na powietrze sprężone, hałas i zapylenie
Podsadzka sucha z pyłów dymnicowych	Odpady drobnofrakcyjne suche	Transport pneumatyczny rurociągiem Ø 125 mm na odległość 1400 m	Brak specjalnych wymagań	Średni, uzyskano współczynnik eksploatacji a = 0,49	Duże zapotrzebowanie na powietrze sprężone, zapylenie, wyeliminowano konieczność kruszenia i przesiewania materiału podsadzkowego, ale

					zachodzi potrzeba transportowania materiału rurociągami z powierzchni
Lokowanie kamienia w zrobach ścian zawałowych przenośnikiem zgrzebłowym	Uziarnienie od 10 do 30 mm, konieczność przygotowania materiału, rozmywalność i ściśliwość bez znaczenia, zawilgocenie dowolne	Bez ograniczeń odległości transportu w wozach i przenośnikami	Wymagane jest, aby grubość warstwy odpadów miała wysokość co najmniej 0,8 m	Mierny, w najlepszym przypadku może osiągać stopień uzyskiwany dla podsadzki pneumatycznej	Konieczność utrzymywania wyrobisk i urządzeń do transportu materiału podsadzkowego, likwidacja zrobów nie ma wpływu na postęp ścian, wypełnianie może być prowadzone w trakcie urabiania
Przenośnikiem taśmowym	Uziarnienie do 400 mm, możliwość występowania nadziarna o większych wymiarach wzdłużnych, wilgotność, ściśliwość, rozmywalność bez znaczenia, brak konieczności przygotowywa-nia materiału szerokie spektrum materiałów	Bez ograniczeń odległości	Jak wyżej, nachylenie podłużne ściany nie powinno przekraczać 14°, miąższość pokładu lub warstwy powinna być większa od 2 m	Jak wyżej	Jak wyżej
Zasypywanie wyrobisk wyłą-czonych z użytkownika miotarką konstrukcji KWK Piast	Jak wyżej	Jak wyżej	Bez specjalnych wymagań	Praktycznie bez znaczenia	Jak wyżej, uzasadnione tylko dla długich odcinków wyrobisk lub jako działanie towarzyszące lokowaniu odpadów w zrobach ścian
Miotarką taśmową nie stosowane w polskim górnictwie węglowym	Uziarnienie od 10 do 70 mm, mała wilgotność, ściśliwość i rozmywalność bez znaczenia	Transport taśmami i w wozach bez ograniczeń odległości	Jak wyżej	Praktycznie bez znaczenia	Zasięg miotania jest zależny od wysokości wyrobiska, praktycznie możliwy do 16 m, uzasadnienie stosowania jak wyżej
Pneumatycznie	Jak dla podsadzki pneumatycznej	Jak dla podsadzki pneumatycznej	Jak wyżej	Jak wyżej	Stosowanie uzasadnione jako działanie towarzyszące

					podsadzaniu w ścianach, duże zużycie powietrza, hałas i zapylenie
Wytwarzanie pasów przy chodnikach np. przy wykorzystaniu instalacji Polko	Drobne frakcje do 20 mm	Rurociągiem Ø 80 mm na odległość 1600 m, w wozach bez ograniczeń	Jak wyżej	Jak wyżej	Może poprawić warunki utrzymania chodników, konieczność posiadania środków transportu uniemożliwiających pylenie, zapylenie podczas wykonywania
Zasypywanie i likwidacja szybów	Brak specjalnych wymagań	Możliwe luźne wsypywane lub przy użyciu rurociągów	Konieczność indywidualnego rozpatrzenia	Zależny od warunków lokalnych	Stosowane sporadycznie, musi być rozpatrywane indywidualne
Lokowanie odpadów drobnofrakcyjnych w zrobach ścian podsadzkowo-zawałowych	Mała rozmywalność, uziarnienie poniżej 20 mm, w przypadku przepływów z małą prędkością dodawanie popiołów lotnych i żużli dla wyeliminowania skłonności do samozapalenia, Przy zastosowaniu transportu grawitacyjnego możliwe stosowanie materiału o uziarnieniu do 60 mm i dużych prędkości przepływu, można wówczas podsadzać dwuetapowo tj. najpierw materiałem gruboziarnistym, a następnie drobnofrakcyjnym przy wolnym przepływie	Transport mieszanin w rurociągach z ewentualnym podnoszeniem ciśnienia za pomocą pomp wirowych na dowolną odległość – grawitacyjnie jak dla podsadzki hydraulicznej	Pożądane jest prowadzenie eksploatacji po wzniosie przy nachyleniu większym od 5°	Porównywalny z podsadzką suchą, zależny od stopnia wypełnienia zrobów	Konieczność stosowania szczelnej tamy czołowej, możliwość prowadzenia eksploatacji bez wypełniania zrobów i oczekiwania na wiązanie mieszaniny podsadzkowej, Konieczność stosowania obudowy podsadzkowo-zawałowej

Można przypuszczać, że zbyt duże wypełnienie zrobów (powyżej 80%) pustki poeksploatacyjnej utrudni powstawanie zawału i spowoduje, że strop będzie się zachowywał jak w systemach z podsadzką suchą - będzie się uginał i osiadał na warstwie odpadów wsypanych do zrobów, może też dojść do konieczności wywoływania zawału stropu nad pustką poeksploatacyjną.

W przedziale miąższości pokładów od 2 do 4 m (lub wybieranych warstw) eksploatowanych z lokowaniem odpadów w zrobach zawałowych zjawisko takie nie powinno występować i dotychczas nie zostało stwierdzone, gdyż w takim przedziale miąższości nie jest możliwe uzyskanie odpowiednio dużego stopnia wypełnienia zrobów.

Istotną zaletą metod podsadzkowo-zawałowych w stosunku do podsadzki klasycznej **jest brak ograniczenia postępu ścian przez konieczność wypełniania i likwidacji zrobów, ponieważ urabianie i wypełnianie zrobów nie zależą od siebie, a stropem kieruje się na zawał**. Możliwe jest już obecnie stosowanie technologii podsadzkowo-zawałowej w ścianach o wysokiej koncentracji wydobycia.

Powyższe czynniki spowodowały, iż koszt deponowania odpadów pod ziemią przy wykorzystaniu metod podsadzkowo-zawałowych może być niższy od kosztu składowania na powierzchni i nie powoduje obniżenia produktywności i postępów ścian i przodków.

8. Podsumowanie

W latach 1993 do 1996 przeprowadzono próby z eksploatacją podsadzkowo-zawałową z przenośnikami jako urządzeniami lub elementami urządzeń do wypełniania pustek poeksploatacyjnych i wyłączonych z użytkowania wyrobisk podziemnych.

Próby przebiegły pomyślnie, nie stwierdzono zagrożeń ani nie wystąpiły wypadki. Opracowane technologie są bezpieczne i nie stwarzają uciążliwości dla pracowników zatrudnionych przy lokowaniu odpadów pod ziemią. W ścianach nie stwierdzono niszczenia stropu przez obudowę i uzyskano odpowiednią przestrzeń do lokowania odpadów pod obudową.

Stwierdzono, że zaprojektowane urządzenia umożliwiają lokowanie skały płonej o uziarnieniu od 0 do 400 mm, o dużym zawilgoceniu. Stwierdzono, że jedynym ograniczeniem dla jakości i rodzaju materiału przeznaczonego do lokowania jest możliwość transportowania go przenośnikami o szerokości 600 mm. Stąd można wnioskować, że mogą być stosowane do wypełniania wyrobisk różne materiały pod warunkiem, że nie będzie to sprzeczne z obowiązującymi przepisami bezpieczeństwa i nie stworzy zagrożenia dla ludzi i środowiska.

Na podstawie prób stwierdzono, że możliwe jest prowadzenie eksploatacji w ścianie podsadzkowo-zawałowej z wypełnieniem zrobów od 0 do 68%, a procesy urabiania i wypełniania zrobów są od siebie niezależne.

Wypróbowano możliwość prowadzenia ściany, w której na długości 89,0 m lokowano skałę płoną w zrobach, a na pozostałym odcinku o długości 89,5 m stosowano klasyczny zawał stropu.

Stwierdzono, że możliwa jest współpraca obudowy podsadzkowo-zawałowej GLINIK 17/34 Pz z obudową osłonową FAZOS 15/31 Oz w tej samej ścianie.

Stwierdzono, że wielkość wydobycia uzyskiwanego w ścianach podsadzkowo-zawałowych zależy od ich długości i kształtuje się na poziomie porównywalnym z uzyskiwanym w ścianach z pełnym zawałem stropu.

W ścianie nr 969 po wydłużeniu do 179,5 m uzyskano średnie wydobycie dobowe na poziomie 2100 ton.

Stwierdzono, że ilość lokowanej w zrobach ścian skały jest uzależniona od możliwości dostarczania jej do wywrotu pod oddział wydobywczy. Stwierdzono, że zbyt mała ilość ulokowanej w zrobach ścian skały była spowodowana brakiem możliwości jej dostarczania z zakładu wzbogacania z powierzchni pod ziemię.

Aby rozszerzyć możliwość lokowania odpadów w zrobach ścian zawałowych, opracowano koncepcję systemu eksploatacji z transportem hydraulicznym materiału podsadzkowego. Wykorzystano w tej koncepcji doświadczenia zdobyte w ścianach, w których prowadzono wsypywanie do zrobów skały przenośnikami. Zaowocowało to możliwością wprowadzenia sztywnego rurociągu podsadzkowego do ściany na całej jej długości oraz opracowaniem dokumentacji technicznej tamy podsadzkowej, stanowiącej elementy selekcji obudowy zmechanizowanej.

Na podstawie tej dokumentacji jest możliwe wyprodukowanie segmentowej tamy podsadzkowej, która będzie się przemieszczała wraz z przesuwaną obudową i zapewni szczelne zamknięcie zrobów, bez konieczności wykonywania jakichkolwiek czynności poza normalnie wymaganymi do przełożenia obudowy zmechanizowanej.

Opracowanie konstrukcji podsadzarko-zwałowarki chodnikowej umożliwiło zaprezentowanie koncepcji systemu eksploatacji filarowo-zabierkowej z lokowaniem odpadów w zrobach, gdyż możliwe stało się wydajne likwidowanie wyrobisk korytarzowych.

Stwierdzono, że lokowanie odpadów powęglowych w zrobach ścian zawałowych i wyrobiskach korytarzowych wyłączonych z użytkowania było tańsze od zwałowania na powierzchni.

Koszt lokowania odpadów pod ziemią w technologiach przedstawionych w tej pracy zależy w głównej mierze od odległości transportu i konfiguracji wyrobisk, czyli od liczby użytych przenośników i stanowisk ich obsługi oraz od objętości wyrobisk lub zrobów, w których skała ma być lokowana.

Porównanie opracowanych technologii z innymi stosowanymi wcześniej metodami wypełniania zrobów uzasadnia stwierdzenie, że technologie te stanowią uzupełnienie tych metod i mogą być atrakcyjną formą lokowania odpadów pod ziemią dla kopalń nie posiadających instalacji do podsadzania.

Technologia podsadzkowo-zawałowa pozwala na częściowe ograniczenie wpływu eksploatacji na powierzchnię, jednakże aby uzyskać efekt w postaci zmniejszenia tego wpływu, należy w zrobach lokować możliwie dużą ilość skały.

Może to być przyczyną hamowania postępu ścian, szczególnie w przypadkach, w których dostawa skały nie będzie wystarczająca, tak jak miało to miejsce w przypadku eksploatacji ścian w kopalni Piast.

Na podstawie fragmentarycznych badań nie ustalono jednoznacznie zależności pomiędzy lokowaniem skały w zrobach a współczynnikiem eksploatacji, ale nie było to celem tej pracy.

W trakcie czteroletniej eksploatacji praktycznie sprawdzono opracowane urządzenia i założoną organizację robót, zdobyto doświadczenia pozwalające na projektowanie eksploatacji ścianami z nowym sposobem wypełniania zrobów.

Ogółem w zrobach ścian w kopalni Piast ulokowano ponad 150000 ton skały, a w tym samym czasie w chodnikach około 45000 ton. Poprzez to zaoszczędzono 1,9 mln złotych i uzyskano podstawę do obniżenia opłaty eksploatacyjnej. Opracowane technologie i zdobyte doświadczenia ruchowe stworzyły podstawy do przygotowania programu, którego celem będzie całkowite wyeliminowanie wywozu skały płonej na zwałowiska.

Na przykładzie ściany nr 969 o długości 179,5 m można stwierdzić, że istnieje możliwość uruchomienia ścian z koncentracją produkcji i jednoczesnym lokowaniem odpadów w zrobach zawałowych.

Wykorzystanie nowych technologii w kopalniach będzie zależało od ich potrzeb i możliwości finansowych, które są obecnie bardzo skromne. Tym niemniej przeprowadzone próby eksploatacyjne otwierają nowe możliwości w zakresie eksploatacji w rejonach, w których jest ona częściowo skrępowana ochroną powierzchni, a także stwarzają możliwość ograniczenia negatywnych skutków działalności górniczej przez zagospodarowanie odpadów pod ziemią.

Obecna sytuacja ekonomiczna górnictwa jest zła i nie sprzyja wprowadzaniu zmian w sposobie prowadzenia eksploatacji.

Można jednak mieć nadzieję, że w przeciągu najbliższych kilku lat sytuacja ta ulegnie poprawie, a ekonomia sama spowoduje, że kopalnie sięgną po rozwiązania umożliwiające zagospodarowane odpadów pod ziemią w szerszym niż dotychczas zakresie.

9. Wykaz ważniejszych oznaczeń występujących w pracy

oznaczenie	jednostka miary	znaczenie
a	-	współczynnik eksploatacji
b	m	podziałka obudowy
c	-	współczynnik w równaniu opisującym zależność postępu od długości ściany
d	-	jak wyżej
e	J/1000t	wskaźnik energii sejsmicznej
E	J	energia wstrząsu
g	-	wskaźnik stanu utrzymania stropu w ścianie
G	t	wydobycie
h	m	wysokość ściany
i	-	liczba podpór w zestawie obudowy zmechanizowanej
l	m	długość ściany
L_s	m	rozpiętość ściany od ociosu węglowego do linii zawału
m	m	miąższość pokładu
M	m	miesięczny postęp ściany
MI	-	składowa pozioma obciążenia obudowy zmechanizowanej
n_k	-	współczynnik redukcyjny podporności obudowy
n_o	-	stosunek podporności wstępnej obudowy do podporności roboczej
n_S	-	wskaźnik przekroju bryły stropu
n_w	-	współczynnik określający stopień przeniesienia siły na strop
P	MN/m	podporność obudowy na ścianie
P_r	MN	nominalna podporność obudowy
R	MN	reakcja zawału na strop
R_A	MN	reakcja ociosu na strop
R_C	Mpa	wytrzymałość skał na jednoosiowe ściskanie
$R_{C\,SP}$	MPa	wytrzymałość skał spągowych na jednoosiowe ściskanie
$R_{C\,W}$	MPa	wytrzymałość węgla na jednoosiowe ściskanie
Q	MN/m	obciążenie obudowy na ścianie
V	m^3	objętość pustki poeksploatacyjnej
V'	m^3	objętość pustki wypełnionej kamieniem
w	m	osiadanie powierzchni
Δw	%	zmiana osiadania powierzchni
z	-	liczba wykonanych zabiorów
Z_L	mm/m	średnie zaciskanie wyrobiska
ψ	-	współczynnik zależny od rodzaju spągu, używany przy określaniu podporności obudowy

10. Wykaz ważniejszych określeń występujących w pracy

1. Deponowanie odpadów – składowanie odpadów bez możliwości dotarcia do nich w przyszłości.

2. Doszczelnianie zrobów ścian zawałowych – wypełnianie rumoszu zawałowego płynnymi lub plastycznymi mieszaninami substancji drobnofrakcyjnych i wody.

3. Lokowanie odpadów – umieszczanie, rozmieszczanie odpadów (Słownik Języka Polskiego PWN, Warszawa 1979r.).

4. Odpad – substancja powstająca w wyniku działalności człowieka, która w określonym czasie i danej przestrzeni nie znajduje zastosowania i nie jest użyteczna.

5. Podsadzka – substancja stanowiąca wypełnienie pustek poeksploatacyjnych lub wyrobisk wyłączonych z użytkowania, a nie będąca rumoszem zawałowym.

6. Podsadzanie – wypełnianie pustki poeksploatacyjnej lub wyrobiska materiałem płonnym znajdującym się na miejscu lub dostarczonym z zewnątrz, stosowane dla ochrony wyżej zalegających pokładów dla ochrony obiektów naziemnych lub przy eksploatacji grubych pokładów (Leksykon Górniczy Śląsk, Katowice 1989r.)

7. Składowanie odpadów – gromadzenie odpadów w określonej przestrzeni.

8. Ściana podsadzkowo-zawałowa – wyrobisko eksploatacyjne ubierkowe, o długości ponad 40 m, w którym stropem kieruje się na zawał, ale przed wywołaniem zawału stropu pustkę poeksploatacyjną wypełnia się częściowo jakąś substancją, stanowiącą podsadzkę.

9. Ściana podsadzkowa – ściana, w której prowadzi się wybieranie z podsadzką (Leksykon Górniczy Śląsk, Katowice 1989r.), ściana, w której kierowanie stropem odbywa się na podsadzkę.

Literatura

1. Adamek R. – Podsadzanie wyrobisk górniczych. Śląsk, Katowice 1980
2. Bajerski A., Girczys J. – Use of coal slurries in the aspect of their sorptive properties. Workshop on waste management in coalmining and the coal fired thermal power sector. Central Mining institute 27-29 nowember 1996. Szczyrk, Poland
3. Bednarski E., Grzegorzek P. – Podsadzanie odpadami przemysłowymi w KWK Jastrzębie w aspekcie eliminacji podsadzki klasycznej. Materiały z konferencji technicznej pt.: „Zastosowanie pyłów elektrownianych w wyrobiskach górniczych jako materiału podsadzkowego". KWK Bolesław Śmiały w Łaziskach Górnych, czerwiec 1988
4. Behrend U. – Rozwój i stan obecny podsadzki dmuchanej na kopalni HUGO. Materiały konferencyjne z międzynarodowej konferencji pt.: „Eksploatacja złóż z zastosowaniem podsadzki suchej w aspekcie przodków o dużej koncentracji wydobycia". Politechnika Śląska, Gliwice 1992
5. Biliński A. – Metoda wyznaczania zakresu prawidłowego stosowania sposobów obudowy ścian zawałowych. GIG, Katowice 1982
6. Biliński A. – Zasady utrzymania wyrobiska ścianowego o kruchym stropie. Zeszyty naukowe AGH, 1982 nr 3
7. Blaszke J., Poniński J. – Nowe technologie zagospodarowania zawodnionych odpadów frakcji 0,5 (0,1) ÷ 0 mm powstałych w wyniku wzbogacania i odsiarczania miałów węgli energetycznych. Wiadomości Górnicze 1993 nr 2
8. Blaszke J., Poniński J. – Hałdy można polubić – koncepcja rekultywacji hałdy nr 5/2 kopalni „VICTORIA". Wiadomości Górnicze 1993 nr 5
9. Borycz J., Włoszek J. – Ekologiczne, techniczne i ekonomiczne aspekty lokowania odpadów powęglowych w podziemiach kopalń węgla kamiennego. Wiadomości Górnicze 1995 nr 7
10. Bywalec A. – Doświadczenia kopalni „RYDUŁTOWY" w stosowaniu podsadzki suchej pneumatycznej. Materiały konferencyjne z międzynarodowej konferencji pt.: „Eksploatacja złóż z zastosowaniem podsadzki suchej w aspekcie przodków o dużej koncentracji wydobycia". Politechnika Śląska, Gliwice czerwiec 1992
11. Cempiel E., Grabowska K, Sowa M. – Mineralizacja wód kopalnianych przez odpady poflotacyjne i pyły dymnicowe deponowane w wyrobiskach podziemnych KWK ZABRZE-BIELSZOWICE. Materiały konferencyjne z międzynarodowej konferencji Szkoła Geomechaniki, Ustroń-Zawodzie, 19-22 października 1993
12. Chudek M., Janiczek S., Majchrzak R. – Ekspesywne kompozyty popiołowo-siarczanowe dla potrzeb górnictwa podziemnego. Materiały z konferencji technicznej pt.: „Zastosowanie popiołów elektrownianych w wyrobiskach górniczych jako materiału podsadzkowego". KWK BOLESŁAW ŚMIAŁY w Łaziskach Górnych, czerwiec 1988
13. Chramęga J. – Prace Fabryki Maszyny GLINIK SA w zakresie rozwoju konstrukcji obudów do podsadzki hydraulicznej. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić". GIG, Katowice 24.02.1993
14. Ciepela B., Nabielski T. – Szyby na terenie Grodźca. Wiadomości Górnicze 1993 nr 3
15. Czech H. – Wykorzystanie i usuwanie odpadów w górnictwie. Biuletyn GIG, Katowice 1993 nr 4
16. Dulewski J. – Interpretacja prawna przepisów dotyczących możliwości deponowania odpadów w wyrobiskach górniczych. Referat wygłoszony na ogólnopolskiej konferencji pt.: „Niegórnicze wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych". AGH, Kraków 3-4 czerwca 1993
17. Dulewski J., Gisman P. – Prawo górnicze a składowanie odpadów w podziemnych wyrobiskach górniczych. Materiały z konferencji pt.: „Wykorzystanie odpadów kopalnianych i pyłów elektrownianych w aspekcie ochrony środowiska". Instytut Mechaniki Górotworu PAN, Kraków 24 czerwca 1993
18. Dulewski J., Gisman P. – Uwarunkowania formalno-prawne składowania odpadów w podziemnych wyrobiskach górniczych. Materiały konferencyjne z międzynarodowej konferencji pt.: „Szkoła Geomechaniki", Ustroń-Zawodzie 19-22 października 1993
19. Fazos news 1995 nr 1 – Fabryka Zmechanizowanych Obudów FAZOS Tarnowskie Góry 1995
20. Falger A. – Lokowanie popiołów lotnych w KWK BRZESZCZE. Materiały z konferencji technicznej pt.: „Zastosowanie popiołów elektrownianych w wyrobiskach górniczych jako materiału podsadzkowego." BOLESŁAW ŚMIAŁY w Łaziskach Górnych czerwiec 1988
21. Frączek R. – Zagadnienia opłacalności różnych sposobów utylizacji skały płonej w kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 1992 nr 6
22. Frysz S. –Wybrane zagadnienia z zakresu możliwości transportu pneumatycznego do podsadzania lub lokowania w dołowych wyrobiskach pyłów elektrownianych. Materiały z konferencji technicznej pt.: „Zastosowanie popiołów elektrownianych w wyrobiskach górniczych jako materiału podsadzkowego". KWK BOLESŁAW ŚMIAŁY w Łaziskach Górnych czerwiec 1988

23. Gaj B. – Doświadczenia w podsadzaniu pustek poeksploatacyjnych podsadzką hydrauliczną popiołowo-żużlowo-piaskową w Kopalni Węgla Kamiennego „Komuna Paryska". Wiadomości Górnicze 1991 nr 6
24. Gałeczka S. – Podsadzanie ścian pyłami elektrownianymi metodą na sucho. Materiały z konferencji technicznej pt.: „Zastosowanie popiołów elektrownianych w wyrobiskach górniczych jako materiału podsadzkowego". KWK BOLESŁAW ŚMIAŁY w Łaziskach Górnych czerwiec 1988
25. Gęgotek W. – Stan i kierunki utylizacji odpadów górniczych w świecie. Referat wygłoszony na ogólnopolskiej konferencji pt.: „Niegórnicze wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych". AGH, Kraków 3-4 czerwca 1993
26. Hycnar J. – Badania laboratoryjne popiołów elektrownianych w aspekcie wytwarzania suspensji popiołowo-wodnej oraz wymogów ochrony środowiska. Energoprojekt, Katowice luty 1992
27. Hycnar J. – Wykorzystanie odpadów z przeróbki i spalania węgla kamiennego. Materiały z konferencji pt.: „Wykorzystanie odpadów kopalnianych w aspekcie ochrony środowiska". Instytut Ochrony Środowiska. Instytut Mechaniki Górotworu PAN, Kraków 24 czerwca 1993
28. Hycnar J. – Zagospodarowanie odpadów z przeróbki i spalania węgla do wypełniania wyrobisk górniczych. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną można i trzeba polubić". GIG Katowice 24 luty 1993
29. Jachowicz R. – Projektowanie i podstawowe parametry wytwórni suspensji popiołowo-wodnej. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną można i trzeba polubić". GIG Katowice 24 luty 1993
30. Jasiński Z. – Wykorzystanie poeksploatacyjnych wyrobisk cechsztyńskich złóż soli rejonu Kujawsko-Pomorskiego. Referat wygłoszony na ogólnopolskiej konferencji pt.: „Niegórnicze wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych", AGH, Kraków 3-4 czerwca 1993
31. Jaworski B. – Techniczne aspekty doboru obudów zmechanizowanych do realnych warunków procesu wydobywczego. Przegląd Górniczy 1992 nr 4
32. Kanafek J. – Granulowanie popiołów lotnych. Materiały z konferencji pt.: „Wykorzystanie odpadów kopalnianych i pyłów elektrownianych w aspekcie ochrony środowiska". Instytut Mechaniki Górotworu PAN, Kraków 24 czerwca 1993
33. Kapuściński T., Łukwiński L., Probierz N. – Odpady poflotacyjne KWK „KNURÓW" jako surowiec ceramiczny. Materiały z konferencji naukowej pt.: „Działalność górnictwa węgla kamiennego w warunkach gospodarki rynkowej i ograniczeń ekologicznych". Gliwice, 26-27 listopada 1992
34. Kohutek Z. – Techniczne możliwości lokowania odpadów w warunkach górnictwa węglowego – w świetle doświadczeń zagranicznych. Materiały z konferencji międzynarodowej pt.: „Szkoła Geomechaniki", Ustroń-Zawodzie, 19-22 października 1993
35. Kohutek Z. – Techniczne problemy likwidacji szybów w świetle wybranych przykładów. Przegląd Górniczy 1993 nr 6
36. Konopko W. – Oddziaływanie podsadzki na zagrożenia naturalne. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić". GIG, Katowice 24 luty 1993
37. Kowalski A., Kwiatek J. – Doświadczenia ze stosowania podsadzki hydraulicznej do ochrony powierzchni. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić". GIG, Katowice 24 luty 1993
38. Kurczabiński L., Sokół W. – Kierunki zagospodarowania odpadów górniczych i energetycznych. Przegląd Górniczy 1995 nr 4
39. Krysik M. – Podsadzka hydrauliczna w górnictwie. Śląsk, Katowice 1982
40. Lehr J.H. – Zatłaczanie głębinowe w obronie metody. Przedruk z GROUND WATER MONITORING REVIEW, lato 1986
41. Lisowski A. – Metoda optymalizacji wykorzystania odpadów kopalnianych i energii potencjalnej w podsadzce hydraulicznej – metoda OG. Prace GIG, komunikat nr 768, Katowice 1992
42. Lisowski A. – Perspektywy osiągnięcia dużej koncentracji produkcji w ścianach z podsadzką hydrauliczną. Materiały z sympozjum pt.: „Przodki o dużej koncentracji produkcji – stan obecny i przyszłość". Politechnika Śląska, Gliwice listopad 1992
43. Lisowski A. – Próby zastosowania przeponowych tam przesuwnych dla ścian podsadzkowych. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić." GIG, Katowice 24 luty 1993
44. Łosiak S. – Problemy współczesne podsadzania wyrobisk górniczych. Materiały konferencyjne z sympozjum pt.: „Kompleksy podsadzkowe, dotychczasowe doświadczenia, kierunki rozwoju". Fabryka Maszyn GLINIK, Gorlice 1991
45. Łukwiński L., Firlus L. – Wyniki badań nad utylizacją odpadów pirytowych pochodzących z odsiarczania węgla. Materiały z sympozjum naukowo-technicznego, SIMMEX 93, Katowice 13-17 września 1993
46. Madaj M. – Spoiwo „UTEX" – możliwości wykorzystania w górnictwie podziemnym. Materiały z konferencji pt.: „Wykorzystanie odpadów kopalnianych i pyłów elektrownianych w aspekcie ochrony środowiska". Instytut Mechaniki Górotworu PAN, Kraków 24 czerwca 1993

47. Majchrzak R., Madaj., Klimas W. – Możliwości wykorzystania odpadów przemysłowych w czynnych i likwidowanych kopalniach węgla kamiennego. Materiały z konferencji naukowej pt.: „Działalność górnictwa węgla kamiennego w warunkach gospodarki rynkowej i ograniczeń ekologicznych." Politechnika Śląska, Gliwice 26-27 listopada 1992
48. Mazurkiewicz M. – Sozotechniczne aspekty deponowania odpadów w pustkach podziemnych. Referat wygłoszony na konferencji pt.: „Niegórnicze wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych". AGH, Kraków 3-4 czerwca 1993
49. Mazurkiewicz M. – Lokowanie odpadów drobnofrakcyjnych - najmłodsze dziecko podsadzki hydraulicznej. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić". GIG, Katowice 24 luty 1993
50. Mazurkiewicz M., Piotrowski Z. – O możliwościach zastosowania technologii zawiesinowej do deponowania w zrobach odpadów drobnofrakcyjnych. Materiały z konferencji pt.: „Wykorzystanie odpadów kopalnianych i pyłów elektrownianych w aspekcie ochrony środowiska." Instytut Mechaniki Górotworu PAN, Kraków 24 czerwca 1993
51. Mika M. – Obudowa zmechanizowana dla ścian podsadzkowych-konstrukcje FAZOS. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić". GIG, Katowice 24 luty 1993
52. Musioł S., Kaczmarczyk A., Łukasik B. – Badania laboratoryjne nad możliwością ograniczenia ściśliwości podsadzki suchej poprzez jej doszczelnianie hydromieszaniną odpadów drobnofrakcyjnych. Przegląd Górniczy 1991 nr 1
53. Niemcewicz J. – Maszyny i technologia lokowania mineralnych surowców wtórnych w kopalniach. Materiały z sympozjum naukowo-technicznego SIMMEX 93, Katowice 13-17 wrzesień 1993
54. Novotny S. – Ceskoslowenske machanizowane vyztuže pro zakladni. Materiały konferencyjne z międzynarodowej konferencji pt.: „Eksploatacja złóż z zastosowaniem podsadzki suchej w aspekcie przodków o dużej koncentracji wydobycia". Politechnika Śląska, Gliwice czerwiec 1992
55. Nowak J. – Wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych a gospodarka odpadami. Referat wygłoszony na ogólnopolskiej konferencji pt.: „Niegórnicze wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych", AGH, Kraków 3-4 czerwca 1993
56. Palarski J. – Kryteria zagospodarowania odpadów przemysłowych w kopalniach, część I. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. WUG 1992 nr 3
57. Palarski J. – Kryteria zagospodarowania odpadów przemysłowych w kopalniach, część II. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. WUG 1992 nr 4
58. Palarski J. – Nowe technologie podsadzania w kopalniach o wysokiej koncentracji wydobycia. Materiały konferencyjne z międzynarodowego sympozjum pt.: „Przodki o dużej koncentracji produkcji – stan obecny i przyszłość". Politechnika Śląska, Gliwice 14-15 listopada 1991
59. Pielok J. – Geotechniczne aspekty składowania odpadów i magazynowania surowców w wyrobiskach poeksploatacyjnych kopalń podziemnych. Referat wygłoszony na ogólnopolskiej konferencji pt.: „Niegórnicze wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych". AGH, Kraków 3-4 czerwca 1993
60. Piontek F. – Straty ekologiczne a efektywność eksploatacji złóż węgla. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. WUG, Katowice 1993 nr 1
61. Pisarek P. – Osiągnięcia KWK POKÓJ w zakresie koncentracji produkcji w ścianach podsadzkowych oraz podsadzania odpadami. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić". GIG, Katowice 24 luty 1993
62. Plewa F., Mysłek Z. – Zagospodarowanie odpadów elektrowniańych i poflotacyjnych w podsadzce samozestalającej. Materiały konferencyjne z międzynarodowej konferencji pt.: „Szkoła Geomechaniki", Ustroń-Zawdzodzie 19-22 października 1993
63. Praca badawcza CMG KOMAG – „Odkamienianie urobku węgla w podziemiach kopalń. Dobór technologii". Gliwice wrzesień 1992 – niepublikowana
64. Praca badawcza GIG nr 700159231 pt.: „Ocena przydatności odpadów produkcyjnych własnych KWK PIAST do podsadzki hydraulicznej lub pneumatycznej", październik 1989 – niepublikowana
65. Praca badawcza GIG – „Analiza wskaźników nośności stropu możliwych do uzyskania przy zastosowaniu obudowy GLINIK 7/34 Pz w warunkach eksploatacji pokładu 207 w KWK PIAST". GIG, Katowice 1992 – niepublikowana
66. Praca badawcza GIG nr 7332983 BG „Analiza techniczno-organizacyjna pracy ściany z lokowaniem kamienia i obudowa GLINIK 17/34 Pz i określenie kryteriów jej optymalnej efektywności". GIG, Katowice 1994 – niepublikowana
67. Praca zbiorowa Poradnik Górnika tom 3, Śląsk, Katowice 1974
68. Praca zbiorowa Class i deep subsurface wastewater injection, an option for responsible disposal of liquid wastes. UIPC Research Foundation, Oklahoma City 1988

69. Praca zbiorowa – Sprawozdanie „Próby i obserwacje obudów GLINIK 17/34 Pz FAZOS 15/31 Oz w ścianie zawałowej nr 969 KWK PIAST", Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice sierpień 1995
70. Praca zbiorowa – Rekultywacja techniczna i biologiczna niecki bezodpływowej w rejonie linii PKP relacji Oświęcim, Mysłowice i rekultywacja jw. zalewiska na czaszy stawu KUDROWIEC w Chełmie Śląskim. Instytut Podstawy Inżynierii Środowiska PAN w Zabrzu. Przedsiębiorstwo Ekologiczno-Informatyczne EKOLOGIA w Katowicach, Katowice 1992 – niepublikowana
71. Praca zbiorowa - Sprawozdanie z badań atestacyjnych obudowy GLINIK 17/34 Pz. KOMAG, Gliwice styczeń 1992
72. Prawo Geologiczne i Górnicze. Ustawa z dnia 4 lutego 1994 roku, Dz. U. Nr 27 z 1994r., poz. 96
73. Pytlik L., Chmiela A. – Wybieranie pokładu 615 z podsadzką pneumatyczną w kopalni ANDALUZJA z perspektywy dwuletniej eksploatacji. Wiadomości Górnicze 1995 nr 11
74. Rainbow A.K.M. – Actual utilization of coal mining wastes. Workshop on waste management on coalnining and the coal – fired thermal power seitor. Central Mining Institute 27-29 nowember 96. Szczyrk Poland
75. Regulski W., Pielok J., Musz K. – Proekoloczine aspekty zagospodarowania odpadów górniczych jako materiału do podsadzki pneumatycznej. Wiadomości Górnicze 1996 nr 3
76. Rogoż M. – Geologiczne i środowiskowe uwarunkowania wtłaczania cieczy do górotworu. Przegląd Górniczy 1992 nr 10
77. Rogoż M., Posyłek E. – Zasady i kryteria oceny zagrożenia wodnego związanego z likwidacją kopalń. Przegląd Górniczy 1993 nr 10
78. Rogoż M., Posyłek E. – Konsekwencje hydrogeologiczne likwidacji kopalń węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 1995 nr 4
79. Rosik-Dulewska Cz., Dulewski J., Wtorek L. – Aktualny stan gospodarki odpadami w polskim górnictwie węglowym. Międzynarodowa konferencja pt.: „Zagospodarowanie odpadów w przemyśle węglowym i sektorze elektrowni cieplnych opalanych węglem." GIG, 27-29 listopada 1996
80. Rozporządzenie Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 14 kwietnia 1995 roku w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, Dz. U. Nr 67, poz. 342 z dnia 19 czerwca 1995 roku
81. Siemek J., Solecki T., Stopa J. – O pewnej metodzie zatłaczania zasolonych wód kopalnianych do głębokich warstw otworami wiertniczymi. Materiały z konferencji naukowej pt.: „Działalność górnictwa węgla kamiennego w warunkach gospodarki rynkowej i ograniczeń ekologicznych." Politechnika Śląska, Gliwice 26-27 listopada 1992
82. Sikora W., Dolipski M., Sobota T. – Nowe rozwiązania w zakresie lokowania kamienia w wyrobiskach ścianowych kopalń. Materiały z konferencji naukowej pt.: „Działalność górnictwa węgla kamiennego w warunkach gospodarki rynkowej i ograniczeń ekologicznych". Politechnika Śląska. Gliwice 26-27 listopada 1992
83. Skarżyńska K., Zawisza E., Polak T., Setmajer J. – Analiza możliwości zazwałowania odpadami powęglowymi osadnika popiołów w Przezchlebiu. Przegląd Górniczy 1992 nr 5
84. Solecki T. – Specyfika projektowania i opróbowania systemów chłonnych na przykładzie odwiertu C-1 w Ustroniu. Referat wygłoszony na ogólnopolskiej konferencji pt.: „Niegórnicze wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych". AGH, Kraków 3-4 czerwca 1993
85. Sołtysek K, Fels M. – Instalacja rurociągowa podsadzki hydraulicznej w ścianach zmechanizowanych (SIR). Przegląd Górniczy 1992 nr 2
86. Starzewski A. – Składowanie suspensji popiołowo-wodnej w wyrobiskach podziemnych kopalń węgla kamiennego. Materiały z sympozjum pt.: „Nowa metoda składowania odpadów energetycznych w postaci suspensji popiołowo-wodnej spełniającej zwiększone wymagania ochrony środowiska". Katowice luty 1992
87. Steffes-Tun W. – Reststoffe unter Tage deponieren. Umwelt 1993 nr 6 – tłumaczenie w Biuletynie Informacyjnym GIG 1993 nr 12
88. Stobiński J. – Likwidacja szybów. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. WUG, 1992 nr 3
89. Stokłosa T., Suchocki S. – Urządzenia do podsadzki wyrobisk górniczych. Materiały z konferencji technicznej pt.: „Zastosowanie popiołów elektrownianych w wyrobiskach górniczych jako materiału podsadzkowego." KWK BOLESŁAW ŚMIAŁY w Łaziskach Górnych, czerwiec 1988
90. Szczepański A. – Hydrochemiczne i hydrodynamiczne uwarunkowania wykorzystania wyrobisk poeksploatacyjnych dla składowania odpadów. Referat wygłoszony na ogólnopolskiej konferencji pt.: „Niegórnicze wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych". AGH, Kraków 3-4 czerwca 1993
91. Szetelak J., Makowski A., Cempiel E., Polak T. – Czy składowisko odpadów górniczych i energetycznych Przezchlebie koło Gliwic ma wpływ na zanieczyszczenie wód podziemnych utworów triasowych ujmowanych przez studnie głębinowe Wojewódzkiego Przedsiębiorstwa Wodociągów i Kanalizacji w Katowicach. Materiały

z konferencji naukowej pt.: „Działalność górnictwa węgla kamiennego w warunkach gospodarki rynkowej i ograniczeń ekologicznych." Gliwice, 26-27 listopada 1992
92. Tora B. – Możliwości wykorzystania lotnych popiołów elektrownianych jako materiału podsadzkowego. Materiały z sympozjum naukowo-technicznego SIMMEX 93, AGH, Kraków 3-4 czerwca 1993
93. Trembaczewski H., Górniak T., Wojanowski B. – Produkcja i kierunki rozwoju zmechanizowanych obudów górniczych FAZOS, przeznaczonych do systemów eksploatacji z podsadzką pneumatyczną. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 1992 nr 11
94. Trzcionka P. – Ekologiczne aspekty stosowania podsadzki hydraulicznej. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić". GIG, Katowice 24 luty 1993
95. Wiklik A. – Badania drobnoziarnistych materiałów odpadowych w aspekcie ich lokowania na dole. Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić". GIG, Katowice 24 luty 1993
96. Włoszek J. – Nowa technologia lokowania kamienia pod ziemią. Materiały z sympozjum pt.: „GLINIK znaczącym partnerem w nowoczesnej mechanizacji polskich kopalń." Wysowa czerwiec 1992
97. Włoszek J. – Nowy sposób lokowania kamienia odpadowego pod ziemią. Maszyny Górnicze, 1992 nr 37
98. Włoszek J. – Specjalna obudowa zmechanizowana podsadzkowo-zawałowa GLINIK 17/34 Pz. Maszyny Górnicze, 1992 nr 37
99. Włoszek J. – Nowa technologia lokowania kamienia pod ziemią. Materiały z sympozjum zorganizowanego w KWK PIAST w Bieruniu w kwietniu 1993
100. Włoszek J. – Składowanie odpadów w pustkach poeksploatacyjnych i w wyrobiskach górniczych wyłączonych z eksploatacji w podziemnych kopalniach węgla kamiennego. Wydane nakładem autora w 35 egzemplarzach, 1993
101. Włoszek J. – Określenie zależności pomiędzy uzyskiwanym wydobyciem i postępem a długością ścian zawałowych. Przegląd Górniczy, 1990 nr 1
102. Włoszek J. – Zależność wielkości wydobycia uzyskiwanego w ścianach od czasu prowadzenia eksploatacji. Wiadomości Górnicze, 1987 nr 7
103. Włoszek J. – Eksploatacja ściany z lokowaniem kamienia. Wiadomości Górnicze, 1993 nr 10
104. Włoszek J. – Osiągnięcia KWK PIAST w zakresie lokowania kamienia pod ziemią. Materiały konferencyjne z międzynarodowej konferencji pt.: „Szkoła Geomechaniki" Ustroń-Zawodzie, 19-22 października 1993
105. Włoszek J. – Możliwości deponowania odpadów pod ziemią. Referat wygłoszony na Forum Gospodarczy Ziemi Pszczyńskiej, Bieruń 17 września 1993
106. Włoszek J. – Technologie lokowania kamienia pod ziemią opracowane w KWK PIAST. Referat wygłoszony na konferencji naukowej pt.: „Szkoła technologii podsadzki hydraulicznej". Ustroń-Zawodzie, 6-10 grudnia 1993
107. Włoszek J., Rozmus Z. – Ocena efektywności i możliwości wysokiej koncentracji wydobycia w systemach ścianowych z lokowaniem kamienia w zrobach. Materiały Konferencyjne Szkoły Eksploatacji Podziemnej '96. PAN, AGH, Kraków 1996
108. Woźniak W., Strojny J., Kostorz N., Jaglarz Z., Roszczyk R., Muszczak W. – Podsadzkowa obudowa typ „Nowy Wirek". Materiały z sympozjum pt.: „Podsadzkę hydrauliczną trzeba i można polubić". GIG, Katowice 24 luty 1993
109. Woźniakowski B. – Odpady, część I. Materiał, który nie znalazł wydawców. Wiadomości Górnicze 1992 nr 5
110. Woźniakowski B. – Odpady, część II. Projektowanie technologii bezodpadowych. Wiadomości Górnicze 1992 nr 6
111. Woźniakowski B., Kuczyńska I. – O ekonomicznych aspektach wykorzystania mułu węglowego do rekultywacji terenów zdewastowanych przez przemysł. Wiadomości Górnicze 1992 nr 4
112. Wysocki R. – Problemy ochrony środowiska a działalność górnicza. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, WUG, 1992 nr 3
113. Wysocki S. – Fillset dodatek wiążący do podsadzki hydraulicznej jako sposób poprawy efektywności podsadzania oraz metoda deponowania odpadów. Materiały konferencyjne z międzynarodowej konferencji pt.: „Eksploatacja złóż z zastosowaniem podsadzki suchej w aspekcie przodków o dużej koncentracji wydobycia". Politechnika Śląska, Gliwice czerwiec 1992
114. Zając K. – Zastąpienie hydraulicznego podsadzania filarów eksploatowanych systemem jankowickim podsadzką z pyłu dymnicowego transportowanego pneumatycznie. Materiały z konferencji technicznej pt.: „Zastosowanie popiołów elektrownianych w wyrobiskach górniczych jako materiału podsadzkowego." Kopalnia Węgla Kamiennego BOLESŁAW ŚMIAŁY w Łaziskach Górnych, czerwiec 1988
115. Żmij B., Bromek T., Adamska-Kawalec E., Mastalerz J. – Koncepcja zagospodarowania zasolonych wód kopalnianych poprzez zatrzymanie ich w nieczynnych wyrobiskach. GIG, Katowice 1992 – niepublikowana.