

BOLESŁAW KRUPINSKI

ZASADY
PROJEKTOWANIA KOPALNI

CZĘŚĆ I

Prof. dr inż. BOLESŁAW KRUPIŃSKI

622.014,33:622.333

ZASADY PROJEKTOWANIA KOPALŃ

CZĘŚĆ I

Wydanie II
uzupełnione i rozszerzone



KATOWICE 1963
WYDAWNICTWO „ŚLĄSK”

Książka omawia różne metody projektowania kopalń ze szczególnym uwzględnieniem projektowania wyrobisk górniczych, transportu, odwadniania, podszadki łącznie z urządzeniami podszadzkowymi oraz przewietrzania.

Książka przeznaczona jest dla projektantów, wykwalifikowanych techników i inżynierów oraz studentów wyższych uczelni.

Książka prof. dr inż. B. Krupińskiego pt. „Zasady Projektowania Kopalń” część I jest podręcznikiem przeznaczonym dla studentów lat IV i V Wydziału Górniczego.

WSZELKIE PRAWA ZASTRZEŻONE

Obwolutę projektowała Brygida Ciupka

Redaktor techn.: S. Miszto

Korektor techn.: E. Serwinowa

Wyd. Śląsk, Katowice 1963 Wyd. 2 Nakład 2.143 egz. Ark. wyd. 18,8 Ark. druk. 16,0
Format A5. Papier piśmienny. kl. III, 80 g, 610×860/16. Częst.Z.P. Częstochowa.
Oddano do skład. 15.10.1962 Podpisano do druku 22.4.1963 Druk ukończono 28.4.1963
Symbol 10103/G Cena zł 36,00

Drukarnia Techniczna, Bytom, ul. Przemysłowa 2 — Zam. 500 — D-5

SPIS TREŚCI

Przedmowa 7

I. Metody projektowania

1. Rodzaje eksploatacji złóż kopalin użytecznych 9

Prof. dr. inż. B. Krupiński: „Zasady projektowania kopalń część I“

Ważniejsze błędy dostrzeżone w druku

Str.	Wiersze		Jest	Powinno być
	od góry	od dołu		
7	16		kosztem	kosztach
24	7		$= \frac{t_e}{c^j}$	$= \frac{t_e}{c_j}$
28	3		$L_1 \cdot k_3$	$L_1 \cdot k_2$
35		11	28,	18,
66		11	$= \frac{2,20}{\sqrt{3}}$	$= \frac{2,20}{\sqrt{3}}$
66	18		szerokości	szerokość
91	13		transportowego	transportowanego
128				
tabl. 35	Numeracja 52 ÷ 55 ma być obniżona o jeden wiersz			
142	6		$P' - P''_{zz}$	$P'_z - P''_z$
174				
kol. 1		5	szybik	szybiku
193		9	m,	m;
232	8		otrzymuje	otrzymuje się

17. Koszty przewietrzania wyrobisk 50

18. Wybór rodzaju obudowy wyrobiska w zależności od kosztów drążenia, utrzymania i energii przewietrzania 52

19. Ustalanie gabarytów wyrobisk korytarzowych 53

19.1. Określenie optymalnego przekroju wyrobiska korytarzowego metodą analityczną 53

SPIS TREŚCI

Przedmowa	7
-----------	---

I. Metody projektowania

1. Rodzaje eksploatacji złóż kopalin użytecznych	9
2. Określenie zakładu górniczego	9
3. Projekt i jego znaczenie	10
4. Przebieg projektowania	13
5. Zakres projektowania	17
6. Metody projektowania	19
6.1. Metoda empiryczna	19
6.2. Metoda normatywna	20
6.3. Metoda analityczna	22
6.4. Metoda wariantów	25
7. Dokładność metod projektowania	28
8. Jednostki czasu przyjęte przy projektowaniu i stosowane współczynniki	28

II. Projektowanie wyrobisk górniczych

9. Ogólne zasady wyznaczania przekrojów wyrobisk korytarzowych	32
10. Projektowanie wyrobisk korytarzowych	33
11. Projektowanie obudowy wyrobisk korytarzowych	33
11.1. Obudowa drzewna	34
11.2. Obudowa mieszana	35
11.3. Obudowa murowa sklepiona	36
11.4. Obudowa stalowa	37
12. Koszty drażenia wyrobisk	38
13. Koszty utrzymania wyrobisk	41
13.1. Koszty utrzymania wyrobiska gotowego stale utrzymywanego	41
13.2. Koszty utrzymania wyrobiska o zmiennej długości	41
14. Podział obszaru eksploatacyjnego na skrzydła ze względu na utrzymanie chodników	44
14.1. Eksploatacja dwuskrzydłowa, postęp w obu skrzydłach jednaki	44
14.2. Eksploatacja jednoskrzydłowa	45
14.3. Kolejna eksploatacja skrzydeł	46
15. Zastosowanie prawa ekstremów w projektowaniu	47
16. Wybór rodzaju obudowy wyrobisk korytarzowych ze względu na koszty ich drażenia i utrzymania	48
17. Koszty przewietrzania wyrobisk	50
18. Wybór rodzaju obudowy wyrobiska w zależności od kosztów drażenia, utrzymania i energii przewietrzania	52
19. Ustalenie gabarytów wyrobisk korytarzowych	53
19.1. Określenie optymalnego przekroju wyrobiska korytarzowego metodą analityczną	53

19.2.	Określenie optymalnego przekroju wyrobiska korytarzowego metodą graficzną	55
19.3.	Porównanie metody analitycznej i graficznej	55
19.4.	Określenie optymalnego przekroju wyrobisk korytarzowych metodą minimalnych obrysów	58
20.	Tok postępowania przy wyznaczaniu przekrojów wyrobisk korytarzowych	59
20.1.	Projektowanie ścieku	64
20.2.	Przykłady	65
21.	Projektowanie przekrojów wyrobisk pionowych	70
21.1.	Tok postępowania przy wyznaczaniu przekroju poprzecznego szybu	71
21.2.	Koszt głębenia, utrzymania i przewietrzania szybów	74
21.3.	Przykłady	77
22.	Wyznaczanie przekroju wyrobisk komorowych	83

III. Projektowanie wydajności i kosztów transportu

23.	Podział transportu	89
24.	Znaczenie transportu	89
25.	Wydajność transportu	91
26.	Parametry wydajności	94
27.	Wskaźniki ekonomiczne pracy transportu	101
28.	Koszt transportu	102
29.	Koszt transportu lokomotywami	104
29.1.	Wyznaczanie kosztu nettotonokilometra w przewozie pociągów elektrycznymi	104
29.2.	Zestawienie rocznych kosztów eksploatacyjnych pracy 10 lokomotyw z wydajnością 2000 bruttonokilometrów na lokomotywę i dzień	117
30.	Koszt odstawy przenośnikami	118
31.	Koszty niektórych urządzeń transportowych	124
32.	Tok projektowania transportu	125
33.	Zastosowanie poszczególnych rodzajów środków i urządzeń transportowych oraz ich ocena techniczno-ekonomiczna	129

IV. Projektowanie transportu załogi

34.	Podstawy energetyczne transportu załogi	134
35.	Wpływ strat czasu na wydajność	138
36.	Normatyw do organizacji transportu ludzi	142
37.	Sposoby transportu załogi	144
38.	Analiza i projektowanie transportu załogi	146

V. Projektowanie transportu materiałów

39.	Masa materiałowa transportowana w kopalni	150
40.	Wytyczne przy projektowaniu transportu masy materiałowej	150
41.	Sposoby transportu materiałów	152

VI. Projekt transportu w kopalni

42.	Założenia projektowe	153
43.	Przebieg projektowania	153
44.	Dane wyjściowe	155
45.	Obliczenie środków odstawy w oddziałach	156
46.	Obliczenie szybiku	157
47.	Obliczenie maszyny wyciągowej szybu wydobywczego	160
48.	Obliczenie transportu głównego	164

49. Obliczenie maszyny wyciągowej szybu wentylacyjnego	167
50. Obliczenie transportu na pochylni pola C	168
51. Przewóz ludzi	169
52. Transport materiałów	171
53. Koszty inwestycyjne transportu głównego	173
54. Orientacyjne zestawienie załogi zatrudnionej przy transporcie	179
55. Koszty ogólne transportu	179
55.1. Amortyzacja taboru i urządzeń	181
55.2. Robocizna	181
55.3. Energia zużyta do transportu	182
55.4. Materiały i części wymienne	185

VII. Projektowanie transportu wody

56. Wody kopalniane	187
57. Stosunki wodne w zagłębiach	187
58. Określenie wielkości dopływu	188
59. Schemat odwadniania	190
60. Wyrobiska odwadniające	190
61. Przebieg projektowania odwadniania	196
62. Przykładowe obliczenie odwadniania	199
63. Koszty odwodnienia	201
64. Przykładowe obliczenie kosztów odwodnienia	202

VIII. Projektowanie transportu podsadzki

65. Rodzaj podsadzki	204
66. Zakres stosowania podsadzki płynnej	205
67. Urządzenie podsadzkowe	205
68. Przebieg projektowania podsadzki	206
69. Ekonomiczny zasięg stosowania podsadzki	207
70. Obliczenie rurociągow	209

IX. Przykład obliczenia urządzenia podsadzkowego

71. Założenia projektowe	212
72. Zdolność przepustowa urządzenia podsadzkowego przy szybie 2	213
73. Lokalizacja i wymiary drugiego urządzenia podsadzkowego	215
74. Koszty nowego urządzenia podsadzkowego	216
75. Szczegółowe obliczenie rurociągu do najwyższej położonych robót	218
76. Koszt podsadzki płynnej i wskaźniki techniczno-ekonomiczne	223

X. Projektowanie przewietrzania

77. Wykonywanie wstępnego projektu przewietrzania	225
78. Rozprowadzanie powietrza	225
79. Ilość powietrza świeżego	227
80. Wydajność wentylatora	229
81. Opory poszczególnych bocznic	230
82. Prędkość powietrza w wyrobiskach	230
83. Suma spadków naporu na najtrudniejszej drodze niezależnej	231
84. Regulacja ujemna bezpośrednia	232
85. Depresja całkowita wentylatora	233
86. Otwór równoznaczny kopalni i dobór wentylatora	233
87. Określenie charakterystycznych parametrów niektórych kapital- nych urządzeń wentylacyjnych	234
88. Zabezpieczenie profilaktyczne przeciwpyłowe i przeciwpożarowe	236
89. Przykład. Projekt wstępny wentylacji kopalni	237
Wykaz opracowań typizacyjnych i NTP	244
Literatura	250

PRZEDMOWA

Zasady projektowania kopalń w stosunkowo krótkim okresie czasu stały się dyscypliną niezbędną przy realizacji ogromnego programu budownictwa górniczego, wynikającego ze stale wzrastającego zapotrzebowania na surowce mineralne.

Występujące w Polsce złoża kopalin energetycznych, chemicznych, hutniczych, budowlanych i skalnych stały się wielkim tere-
nem budowy. Powstają nowe kopalnie: płytkie i głębokie, pod-
ziemne i odkrywkowe, na szeroką skalę odbywa się rekonstrukcja
i modernizacja kopalń istniejących, łącząca się najczęściej ze wzro-
stem wydobywania oraz zwiększeniem efektywności.

Powstanie zarówno nowej kopalni, jak i rekonstrukcja już
istniejącej, wiąże się ze sporządzeniem projektu, który zapewniał-
by maksymalny efekt ekonomiczny i maksimum bezpieczeństwa
pracującej w kopalni załozce przy minimalnych nakładach inwe-
stycyjnych oraz kosztem eksploatacji.

Tak więc projektowanie kopalni lub jej elementów polega na
ekonomicznym rozwiązywaniu problemów technicznych. By za-
daniom tym sprostać, powstały wielkie organizacje projektowe
i wykonawcze, co z kolei wiąże się z dużym zapotrzebowaniem na
fachowców wyspecjalizowanych w zakresie projektowania i bu-
dowy kopalń lub ich elementów. Placówką, która kształci wysoko
wykwalifikowanych specjalistów z tego zakresu jest Akademia
Górnictwo-Hutnicza w Krakowie, gdzie na Wydziale Górniczym
istnieje sekcja Projektowania i Budowy Kopalń.

Zasady projektowania w takim zakresie, w jakim wykładane
są na tej sekcji oraz innych sekcjach specjalistycznych w AGH
i na Wydziale Górniczym Politechniki Śląskiej, tworzą cykl wy-
kładów składający się z ośmiu części. Niektóre z nich ukazały się
już drukiem, a część jest w trakcie opracowania. Są to:

1. Zasady Projektowania Kopalń, cz. I — obejmuje projekto-
wanie elementów kopalń (B. Krupiński, 1963).
2. Zasady Projektowania Kopalń, cz. II — obejmuje projek-
towanie typu i optymalnego modelu kopalni oraz lokalizację
kopalń (B. Krupiński, 1960).
3. Zasady Projektowania Kopalń, cz. III — obejmuje projek-
towanie eksploatacji w warunkach szczególnych (B. Kru-
piński, A. Lisowski).

4. Zasady Projektowania Kopalń, cz. IV — kompleksowe zagospodarowanie okęgów górniczych (w opracowaniu).
5. Zasady Projektowania Kopalń, cz. V — obejmuje projektowanie techniczne elementów dołu kopalni (J. Walewski, książka w druku).
6. Zasady Projektowania Kopalń, cz. VI — obejmuje projektowanie powierzchni kopalni (M. Zapalski, książka w opracowaniu).
7. Zasady Projektowania Kopalń, cz. VII — obejmuje projektowanie organizacji i budowy kopalń (książka w opracowaniu).
8. Zasady Projektowania Kopalń, cz. VIII — obejmuje programowanie inwestycji i kosztorysowanie (J. Kolbe, książka w opracowaniu).

Niniejsze wydanie Zasad Projektowania Kopalń, cz. I jest drugim wydaniem odpowiednio rozszerzonym i uzupełnionym wiadomościami wiążącymi się bezpośrednio z głównym tematem, przy czym co do sposobu ich podania założono, że korzystający z tej książki jest już zapoznany z klasycznymi działami górnictwa.

Książka przeznaczona jest dla studentów Wydziału Górniczego oraz personelu inżynieryjno-technicznego Biur Projektów Górniczych i Przedsiębiorstw wykonawczych.

Książka ta mogła być wydana ponownie dzięki pomocy zespołu pracowników Zakładu Projektowania i Budowy Kopalń Akademii Górniczo-Hutniczej: doc. mgr. inż. J. Walewskiego, doc. dr. inż. R. Bromowicza, dr. inż. M. Jawienia, mgr. inż. S. Krzanowskiego, mgr. inż. J. Lejzerowicza i mgr. inż. Barbary Sochy, którym za uzyskaną pomoc składam serdeczne podziękowanie.

Wielce przyczynił się również przy opracowaniu książki przedwcześnie zmarły redaktor naukowy WGH mgr inż. M. Bajer.

B. Krupiński

I. METODY PROJEKTOWANIA

1. RODZAJE EKSPLOATACJI ZŁÓŻ KOPALIN UŻYTECZNYCH

Kopaliny użyteczne znajdują się w skorupie ziemskiej w trzech stanach skupienia: gazowym, płynnym i stałym.

W stanie gazowym występuje w ziemi np. gaz ziemny, którego głównym składnikiem jest metan (CH_4) i bezwodnik kwasu węglowego (CO_2). Kopaliny tego rodzaju są eksploatowane odwiertami.

W stanie płynnym występują w ziemi wody mineralne i ropa naftowa. Ich eksploatacja jest prowadzona również odwiertami.

W stanie stałym występują: paliwa (torf, węgiel brunatny, węgiel kamienny), rudy, sole, kopaliny chemiczne, ceramiczne i budowlane.

Z wyjątkiem soli i siarki, które mogą być wydobywane ługowaniem lub parowaniem za pomocą odwiertów, wszystkie kopaliny stałe są wydobywane robotami górniczymi odkrywkowymi lub podziemnymi.

Robotami górniczymi odkrywkowymi w Polsce wydobywa się kopaliny ceramiczne i budowlane (wapienie, dolomity, kwarcyty, piaskowce, kamień ciosowy itp.), węgiel brunatny, rudę siarkową i na wielką skalę piaski stosowane do podsadzki płynnej.

Roboty górnicze podziemne służą do wydobywania: węgla kamiennego i brunatnego, rud żelaza i metali nieżelaznych, soli, niektórych kopaliny ceramicznych (np. łupki) i chemicznych (np. baryt); przeważająca — tak pod względem wagowym, jak i wartościowym — ilość produktów górniczych wydobywana jest w Polsce podziemnymi robotami górniczymi.

2. OKREŚLENIE ZAKŁADU GÓRNICZEGO

Roboty górnicze dzielą się na:

- udostępniające złożo (szyby, przecznice lub przekopy, szybiki, upadowe),
- przygotowawcze, przysposabiające złożo do wydobywania kopaliny zawartej w udostępnionym złożu,

— eksploatacyjne, służące do wybierania przygotowanego złoża.

Roboty eksploatacyjne w zależności od sposobów ich prowadzenia tworzą różne systemy wybierania.

Zespół robót górniczych rozmieszczonych na wyodrębnionym obszarze górniczym, wyposażonych w urządzenia mechaniczne i elektryczne do:

- urabiania, ładowania i transportu skał,
- transportu materiałów i ludzi,
- podsadzania wyrobisk,
- odwadniania wyrobisk,
- wentylacji wyrobisk,
- oświetlenia wyrobisk,

łącznie z przeznaczonymi do ich obsługi urządzeniami wyciągowymi, przeróbczymi, składowymi i pomocniczymi oraz bytowymi, rozmieszczonymi na powierzchni obszaru górniczego, tworzy zakład górniczy — zwany kopalnią.

Wszystkie te urządzenia tworzą grupę tzw. środków trwałych, podstawowych dla każdego przedsiębiorstwa produkcyjnego. Poza tym kopalnia posiada jeszcze w swej dyspozycji środki obiegowe, do których zalicza się, poza środkami pieniężnymi, również materiały, maszyny i urządzenia małoценne i krótkotrwałe.

Środki trwałe powstają drogą wykonywania inwestycji.

3. PROJEKT I JEGO ZNACZENIE

Tworzenie nowych obiektów środków trwałych lub gruntowne przekształcenie istniejących określa się ogólnie mianem inwestycji. Inwestowaniem jest więc budowa nowych kopalń, rozbudowa starych lub rekonstrukcja i modernizacja kopalń istniejących.

Inwestowanie jest zawsze oparte na projekcie tego obiektu, który jest od nowa tworzony lub przeobrażany.

Okres służby całej kopalni i poszczególnych obiektów kopalnianych, ze względu na rozmiary związanych z ich budową nakładów inwestycyjnych, jest obliczany na wiele lat. Okres ten uzależniony jest od wysokości wydobywania kopalni, jak również od zasobów kopaliny użytecznej, jakimi kopalnia dysponuje; wysokość wydobywania ma duże znaczenie w nakładach inwestycyjnych.

Zależności te znajdują swój wyraz we wzorach empirycznych, które dają orientacyjny okres trwania kopalni:

$$T_k = 20 + \frac{W_d}{100} \text{ lat} \quad (1)$$

gdzie

T_k — czas, trwania kopalni, lat

W_d — dzienne wydobyte kopalni, t

przyjmując

$W_d = 1000$ t/d — dla T_k otrzymuje się 30 lat

$W_d = 4000$ t/d — dla T_k otrzymuje się 60 lat

$W_d = 8000$ t/d — dla T_k otrzymuje się 100 lat

Zależność pomiędzy zasobami przemysłowymi projektowanej kopalni a okresem jej trwania i dziennym wydobywaniem (tablica 1) podaje wzór

$$Z = 300 \cdot T_k \cdot W_d \quad (2)$$

gdzie

Z — zasoby przemysłowe, mln t,

300 — ilość dni roboczych w roku,

T_k — czas trwania kopalni, lat,

W_d — dobowe wydobyte kopalni, t.

Czas trwania kopalni będzie więc równy

$$T_k = \frac{Z}{300 \cdot W_d} \text{ lat} \quad (3)$$

a wydobyte dzienne kopalni wyniesie

$$W_d = \frac{Z}{300 \cdot T_k} \text{ t/d} \quad (4)$$

Wykresy (rys. 1 i 2) obrazują zależność między zasobami przemysłowymi, wydobywaniem kopalni a czasem jej istnienia, według podanych wzorów (3), (4).

Czas trwania kopalni (węglu, rud itd.) nie powinien być krótszy niż 20 lat, gdyż średnioważony okres amortyzacji kopalń podziemnych wynosi od 15 do 20 lat.

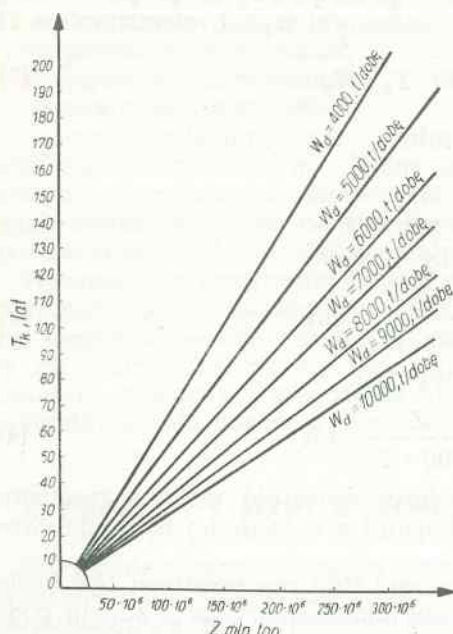
Tablica 1

Zależność czasu trwania kopalni od zasobów i wydobywania dziennego

W_d t/dobę	Zasoby, mln ton			
	$100 \cdot 10^6$	$150 \cdot 10^6$	$200 \cdot 10^6$	$250 \cdot 10^6$
	T_k lat			
4 000	83	125	167	208
5 000	66	100	133	166
6 000	55	83	111	138
7 000	48	71	95	120
8 000	41	62	83	104
9 000	37	55	74	92
10 000	33	50	67	83

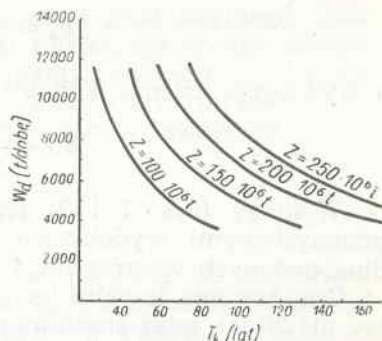
W polskich warunkach nowo budowane kopalnie węgla kamiennego projektowane są na czas trwania 60 do 80 lat, przy wydobyciu dziennym 6000 do 12 000 t/d, kopalnie rud żelaza na czas trwania 20 do 40 lat przy wydobyciu rocznym 300 do 500 tys. ton.

Kopalnie płytkie tzw. upadowe projektowane są na okres 5 do 10 lat przy wydobyciu dziennym 300 do 500 t.



Rys. 1 (z lewej). Zależność czasu trwania kopalni od zasobów i wydobycia dziennego

Rys. 2 (u dołu). Zależność wydobycia dziennego od zasobów i czasu trwania kopalni



W Związku Radzieckim ustalenie racjonalnego typu kopalni, tzn. wielkości obszaru górniczego, zdolności wydobywczej, czasu trwania itd., określają wydane dnia 25. XI. 1961 r. „Normy technologicznego projektowania podziemnych kopalni węgla, odkrywek i zakładów przerobczych” zatwierdzone przez Min. Przem. Węgl. ZSRR; zalecają one aby:

- przy określaniu wielkości wydobycia kopalni uwzględniać kopalnie duże, przy czym

dla Zagłębia Donieckiego	— $W_d = 3000$ do 4000 t/d
dla Zagłębia Kuźnieckiego	— $W_d = 5000$ do $12\,000$ t/d
dla Zagłębia Karagandzkiego	— $W_d = 4000$ do $10\,000$ t/d
dla Zagłębia Peczerskiego	— $W_d = 3000$ do 8000 t/d

Za typowe wielkości wydobycia dziennego należy uznać: 3000, 4000, 5000, 6000, 8000, 10 000, 12 000 t/d. W warunkach szcze-

gólnie sprzyjających należy projektować kopalnie o wydobywaniu 20 000 t/d i więcej,

— czas istnienia kopalń wynosił co najmniej

40 lat — przy $W_d = 3000$ do 4000 t/d,

50 lat — przy $W_d = 4000$ t/d i więcej.

Projekt kopalni określa jej techniczny kształt (model), technologię produkcyjną i urządzenia techniczne, wyznacza nakłady związane z budową i przesądza w dużym stopniu o wskaźnikach techniczno-ekonomicznych pracy kopalni na wiele dziesiątków lat.

Projektowanie należy do najważniejszych i najodpowiedzialniejszych czynności w technice gospodarowania.

4. PRZEBIEG PROJEKTOWANIA

Stadium programowania, które doprowadza do ustalenia założeń projektowych, poprzedza właściwe projektowanie. Każda inwestycja powinna być wykonana na podstawie zatwierdzonej dokumentacji projektowo-kosztorysowej (projektu).

Podstawą do opracowania projektu budowy i rozbudowy kopalni jest zatwierdzona dokumentacja geologiczna.

W zależności od porozumienia z inwestorem dokumentacja projektowo-kosztorysowa może być wykonana w czterech stadiach:

- Założenia projektowe (projekt koncepcyjny),
- Projekt wstępny,
- Projekt techniczny,
- Rysunki robocze.

w trzech stadiach:

- Założenia projektowe,
- Projekt wstępny,
- Projekt techniczno-roboczy,

w dwu stadiach:

- Założenia projektowe,
- Projekt techniczno-roboczy,

w jednym stadium:

- Projekt techniczno-roboczy (w przypadku projektowania pojedynczych obiektów).

Przy opracowywaniu dokumentacji projektowo-kosztorysowej zamiast założeń projektowych opracowuje się często projekt koncepcyjny, a zamiast projektu wstępnego — generalny projekt wstępny (GPW), który tym się różni od projektu wstępnego, że obejmuje całokształt zagadnień związanych z budową kopalni.

Dokumentacja projektowa.

Projekt koncepcyjny. Podstawą do opracowania pierwszego stadium dokumentacji projektowo-kosztorysowej, czyli projektu koncepcyjnego, jest zatwierdzona dokumentacja geologiczna.

Założenia projektowe, sporządzane w zasadzie przez inwestora, wykonuje się dla budowy nowych kopalń i rekonstrukcji kopalń istniejących, lub dla poszczególnych obiektów w rejonach już zagospodarowanych. Dane wyjściowe służące za podstawę do sporządzenia projektu koncepcyjnego obiektów dostarczane są przez inwestora.

Projekt koncepcyjny rejonu powinien zawierać:

- a. część geologiczną obejmującą: uzasadnienie granic rejonu, warunki geologiczno-poszukiwawcze złoża, charakterystykę złoża, warunki hydrogeologiczne, własności skał towarzyszących, zasoby w poszczególnych kategoriach itd.,
- b. część górniczą obejmującą: uzasadnienie granic obszarów kopalń, wielkość wydobywania poszczególnych jednostek, natężenie produkcji, czas trwania kopalń, kolejność budowy kopalń itd.,
- c. część powierzchniową obejmującą: orientacyjną lokalizację szybów i zakładów przeróbczych, zalecenia do procesów technologicznych, zagadnienie siły roboczej, gospodarkę kamieniem, zaopatrzenie w energię, sieć kolejową itd.

Projekt koncepcyjny budowy nowej kopalni powinien być opracowany co najmniej w dwóch wariantach. Na projekt ten składają się następujące dane: granice obszaru górniczego, charakterystyka złoża, zasoby, model kopalni, główna wentylacja, podszadzka, transport, zdolność produkcyjna kopalni, przeróbka mechaniczna, zapotrzebowanie na moc i energię, gospodarka wodna, wydajność, ogólne zestawienie kosztów budowy kopalni, wskaźniki techniczno-ekonomiczne itd.

Projekt koncepcyjny rozbudowy kopalń powinien obejmować:

- a. stan istniejący kopalni (granice obszaru górniczego, charakterystyka złoża, zasoby, model kopalni itd.),
- b. koncepcję rozbudowy (ustalenie poziomów, wydajność i założa, harmonogram projektowanych robót, wnioski w zakresie rozbudowy, zestawienie kosztów rozbudowy kopalń, wskaźniki techniczno-ekonomiczne, harmonogram rozbudowy kopalń itd.).

Zatwierdzony projekt koncepcyjny jest podstawą do opracowania generalnego projektu wstępnego (GPW). Projekty koncepcyjne (założenia projektowe) rozbudowy lub budowy kopalń wymagają wstępnego uzgodnienia z odpowiednimi władzami istotnych warunków, mających wpływ na rozwiązania projektowe.

Do rozpatrywania, sprawdzania i wydawania orzeczeń o założeniach projektowych (projektach koncepcyjnych) powołuje się komisje oceny projektów inwestycyjnych, zwane w skrócie KOPI.

Komisje oceny projektów inwestycyjnych działają z ramienia inwestora na szczelbu Zjednoczenia oraz jako nadrzędne — z ramienia Ministerstwa — inwestora naczelnego. Orzeczenia KOPI są wymagane przy zatwierdzaniu dokumentacji przez właściwe instancje (Zjednoczenia lub Ministerstwa). Założenia projektowe rejonów lub poszczególnych kopalń mogą być zastrzeżone do zatwierdzenia przez Radę Ministrów. W tym przypadku jest wymagana opinia Zespołu Ekspertów dla Oceny Projektów Inwestycyjnych Komisji Planowania. Założenia projektowe zagospodarowania okęgów górniczych, które zawierają długofalowe plany rozwoju, są wnoszone do zatwierdzenia Rządu przez specjalnie powołane komisje.

Generalny projekt wstępny (GPW). Generalny projekt wstępny obejmuje następujące działy:

- charakterystyka złoža,
- model kopalni,
- eksploatacja,
- mechanizacja, elektryfikacja i automatyzacja dołu kopalni,
- główny przewóz dolowy,
- transport pionowy,
- odwadnianie kopalni,
- przewietrzanie,
- podsadzka,
- przeróbka mechaniczna,
- zasilanie energią elektryczną,
- gospodarka powietrzem sprężonym,
- gospodarka parą energetyczną,
- gospodarka grzewcza,
- gospodarka wodna,
- łączność i sygnalizacja,
- przewozy na powierzchni,
- obiekty bhp,
- obiekty administracyjno-gospodarcze i socjalne,
- plan generalny powierzchni,
- wstępny projekt organizacji budowy, itd.

GPW musi być uzgodniony przez jednostkę projektującą z właściwymi władzami (OUG, Wojewódzki Wydział Architektury, PKP, Przedsiębiorstwo Wodociągowe i Kanalizacyjne, Zarząd Dróg Publicznych itp.), a wyniki tych uzgodnień powinny być ujęte w postaci odpisów pism uzgadniających, lub notatek. GPW podobnie jak opisane poprzednio założenia projektowe i projekty

konceptyjne, mogą być zastrzeżone do zatwierdzenia przez Radę Ministrów lub tylko przez Ministra danego resortu.

Przebieg kolejności zatwierdzania przez poszczególne instancje jest taki sam, jak przy założeniach projektowych.

Projekt techniczny.

Na podstawie zatwierdzonego projektu wstępnego lub założeń projektowych (projekt koncepcyjny) sporządza się projekt techniczny obiektu, który wykonuje się zazwyczaj według branż.

W projekcie technicznym powinno być podane uzasadnienie ewentualnych odstępstw od projektu wstępnego, zestawienie wskaźników techniczno-ekonomicznych i sprawdzenie ekonomicznej efektywności inwestycji.

W przypadku zastosowania projektów typowych lub powtarzalnych w projekcie technicznym opracowuje się tylko sposób adaptacji zastosowanych projektów.

Uzupełniony rysunkami roboczymi projekt techniczny nosi nazwę projektu techniczno-roboczego. Rysunki robocze powinny być opracowane w zakresie wystarczającym do wykonania robót budowlano-montażowych.

Projekty techniczne lub techniczno-robocze sporządzane przez Biura Projektów są sprawdzane i zatwierdzane przez jednostkę projektującą, poza częścią kosztorysową. Jeśli wartość kosztorysowa projektu technicznego przekracza 1 mln zł, opinię o nim wydaje KOPI inwestora naczelnego, a zatwierdza inwestor naczelny; jeśli natomiast wartość kosztorysowa projektu technicznego nie przekracza 1 mln zł, akceptuje go inwestor bezpośredni.

Dokumentacja kosztorysowa.

Przy opracowywaniu wszelkiego rodzaju dokumentacji technicznej obowiązują odpowiednio normy techniczne PKN i resortowe dla poszczególnych branż. Integralną część dokumentacji projektowo-kosztorysowej stanowi dokumentacja kosztorysowa, którą opracowuje się jako zestawienie kosztów i kosztorysy w przypadku projektowania poszczególnych obiektów, natomiast dokumentację kosztorysową dla całości inwestycji opracowuje się jako zbiorcze zestawienie kosztów. Zestawienie kosztów robót górniczych sporządza się na podstawie scalonych wskaźników kosztów, wyprowadzonych dla średnich warunków geologiczno-górniczych na podstawie cennika robót górniczych nr 80.

Zestawienia kosztów innych branż sporządza się na podstawie odnośnych cenników dla danej branży.

Kosztorysy ustalają nakłady inwestycyjne na obiekty lub roboty budowlano-montażowe przy założeniu prawidłowego wykonawstwa robót oraz postępowych metod organizacji budowy. Kosztorysy sporządza się na podstawie obowiązujących instrukcji

o kosztorysowaniu. Zwiększenie ogólnej wartości kosztorysowej inwestycji określonej w GPW wymaga decyzji inwestora, który zatwierdził projekt wstępny.

Opracowania typizacyjne. Celem obniżenia kosztów realizacji inwestycji wprowadzona została typizacja, jako jeden z podstawowych warunków obniżenia tych kosztów. Opracowania typizacyjne mogą być wykonane w postaci:

- studiów, analiz, założeń i wytycznych projektowania,
- typowej lub powtarzalnej dokumentacji projektowo-kosztorysowej obiektów lub elementów,
- katalogów i albumów typowej lub powtarzalnej dokumentacji projektowo-kosztorysowej obiektów i elementów oraz wskaźników techniczno-ekonomicznych.

Opracowania typizacyjne wykonywane w postaci studiów, analiz, założeń i wytycznych projektowania mają na celu stworzenie podstaw do opracowania typowej dokumentacji projektowo-kosztorysowej lub sporządzania w sposób postępowy i prawidłowy dokumentacji projektowo-kosztorysowej dla konkretnych obiektów inwestycyjnych.

5. ZAKRES PROJEKTOWANIA

Dla wyznaczonego obszaru górniczego, przy uwzględnieniu zadanej wysokości produkcji dziennej lub rocznej, sposobów wzbogacania kopaliny, jak również wielkości załogi — górnicza część projektu obejmuje:

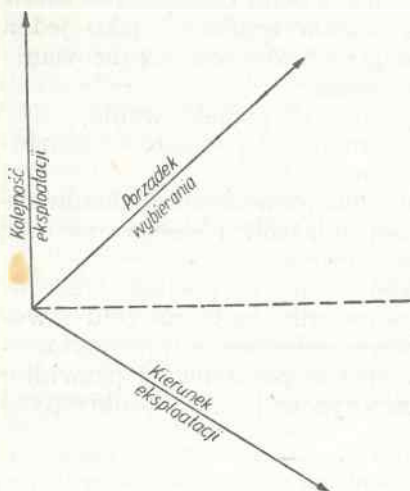
- sposób udostępnienia złoża i lokalizację szybów,
- podział złoża w trzech kierunkach jako bryły trójwymiarowej,
- wybór systemów wybierania złoża,
- dobór przekrojów wyrobisk,
- sposób transportu urobku, ludzi, skały płonnej, materiałów, powietrza, wody, energii, piasku.

Podział złoża wyrobiskami górniczymi dokonuje się według Lisowskiego (rys. 3 i 4):

- pionowo na poziomy w odniesieniu do złoża, a na warstwy w odniesieniu do pokładów,
- po wzniosie lub upadzie pokładów — na piętra i śródpiętra,
- po rozciągłości pokładów — na skrzydła i pola.

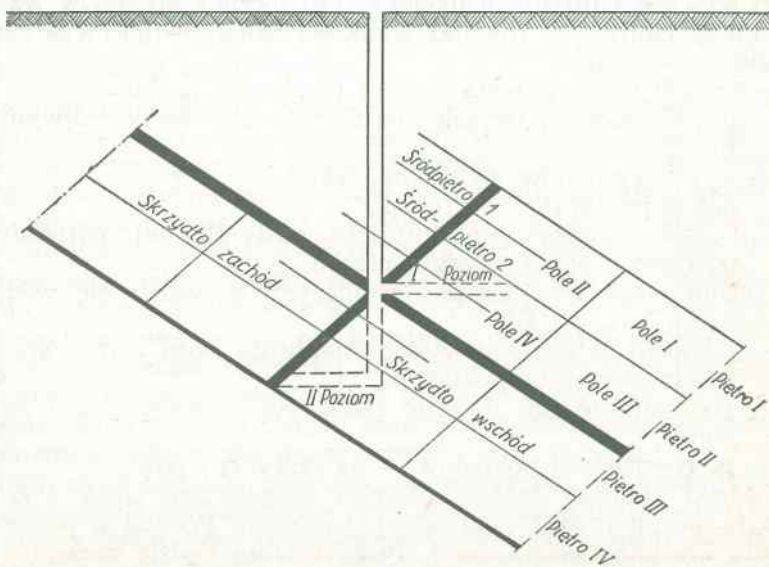
Podział pionowy ustala kolejność eksploatacji złoża. Podział pochyły daje porządek eksploatacji pokładów. Podział w poziomie określa kierunek eksploatacji. Podział złoża będzie szczegółowo omówiony w drugiej części książki.

Wyrobyiska udostępniające i przygotowawcze dzielące złożę na poziomy, piętra i pola wybierania tworzą układ zwany *strukturą kopalni*.



Rys. 3. Podział złoża w 3 kierunkach

Struktura kopalni, zwana również *modelem kopalni*, w wysokim stopniu decyduje o wskaźnikach techniczno-ekonomicznych osiąganych w okresie działalności kopalni.



Rys. 4. Pionowy podział złoża i podział po nachyleniu

Struktura kopalni i związane z nią systemy eksploatacji złoża powinny zapewnić najekonomiczniejszą koncepcję budowy obiektu; poza tym powinny umożliwić najracjonalniejsze rozwiązanie zwiększenia wydobywania kopalni, zapewnić najmniejsze straty przy wybieraniu, najniższe koszty własne oraz wszechstronne bezpieczeństwo załogi, urządzeń i robót.

6. METODY PROJEKTOWANIA

Zależnie od źródeł i środków, jakie stosowane są przy projektowaniu, rozróżnia się następujące metody projektowania:

a. empiryczną, b. normatywną, c. analityczną, d. wariantów.

Projektowanie powinno w najwyższym stopniu uwzględniać postęp techniczny, powinno szukać rozwiązań oszczędnych i możliwie najprostszych. Posługiwanie się metodami projektowania powinno być możliwe wszechstronne, a uzyskane rozwiązanie za pomocą jednej z metod powinno być poddane wnikliwej krytyce, zanim zostanie włączone do projektu.

Dla określenia parametrów górniczo-technicznych i zastosowania ich do rozwiązywania praktycznych zagadnień projektowych konieczne jest opracowanie nowych metod projektowania kopalń, głównie metod analitycznych.

Badania w dziedzinie metod projektowania rozpoczęto w początkach XX stulecia. Zapoczątkował je B. N. Bokij — profesor Instytutu Górniczego w Leningradzie w swojej książce pt. Analityczny kurs górnictwa, kontynuuje zaś, rozszerza i pogłębia L. D. Szewiakow.

Również w górnictwie angielskim, francuskim i niemieckim powstaje szereg prac z teorii projektowania.

W górnictwie polskim, które w perspektywie planów 20-letnich ma podwoić swą produkcję, szereg instytucji naukowych prowadzi prace naukowo-badawcze z dziedziny projektowania kopalń. Prace prowadzone są w Akademii Górniczo-Hutniczej w Zakładzie Projektowania i Budowy Kopalń Katedry Ekonomiki i Organizacji Górnictwa, w Politechnice Śląskiej w Katedrze Eksploatacji Złóż, w Głównym Instytucie Górnictwa w Pionie Zakładów Górniczych oraz w Biurach Projektów Górniczych.

6.1. Metoda empiryczna

Metoda empiryczna w projektowaniu polega na wykorzystaniu i adoptowaniu istniejących rozwiązań zaczerpniętych z budowy analogicznych obiektów.

Warunki w różnych złożach lub częściach złoża są odmienne i przeważnie niepowtarzalne, przenoszenie istniejących rozwiązań wymaga więc przystosowania ich do aktualnych warunków. Transponowane rozwiązanie należy przy tym poddać krytycznej ocenie starając się je zmodernizować tak, aby nowe budownictwo odpowiadało wymaganiom postępu. Na przykład, w miarę rozwoju robót i zakładania nowych poziomów odwadnianie w istniejących kopalniach dokonuje się za pomocą urządzeń rozmieszczonych na różnych poziomach, przy czym komory pomp są przeważnie znacznych rozmiarów i źle zabezpieczone przed nagłym przyływem wody. Projektowanie instalacji tego typu dla kopalń nowo budowanych byłoby błędne. Rurociagi, zasuw i pompy są budowane obecnie według odmiennej konstrukcji. Nowoczesne centralne stacje odwadniania wymagają pomieszczeń znacznie mniejszych i są dostatecznie zabezpieczone siecią chodników wodnych o odpowiedniej pojemności. Metodę empiryczną skutecznie wykorzystuje się przy ustalaniu normatywów projektowania lub przy opracowywaniu projektów typowych.

6.2. Metoda normatywna

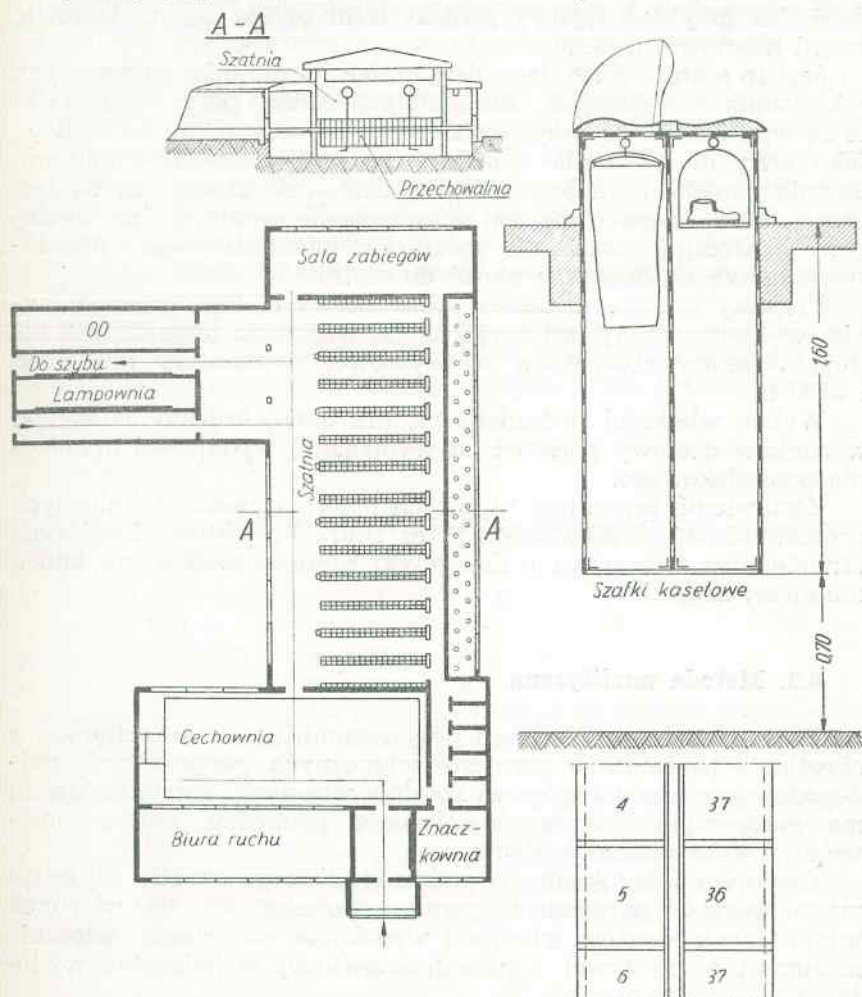
Metoda normatywna projektowania polega na wprowadzaniu do projektów znormalizowanych obiektów, tak zwanych projektów typowych, bądź też na stosowaniu w rozwiązaniach wielkości uprzednio ustalonych w normach czy normatywach. Takim typowym projektem jest np. projekt składu materiałów wybuchowych opisany w Przeglądzie Górniczym (nr 6 z dnia 2. V. 1951 r.) przez inż. Grzanke, ujęty następnie w normie resortowej MG RN-53/MG-05131.

Cechą charakterystyczną projektu jest to, że jego składowa, podstawowa część, komora do przechowywania 5000 kg materiału wybuchowego, jest powtarzalna (rys. 5). Sumując szereg komór zwiększa się zależnie od potrzeby, pojemność składu materiałów wybuchowych, przy czym projekt nie zatracą charakteru typowego. Typowy projekt jest przewidziany na 17 000 kg materiału wybuchowego.

Prawidłowe określenie stosunków w wymiarach obiektów prowadzi do ustalenia przeciętnej wydajności i przelotności wyrobisk i urządzeń, a zatem do określenia ich właściwego przeznaczenia. W ten sposób powstaje norma państwowa lub resortowa dla danego rodzaju wyrobisk lub urządzeń. Na przykład, wyrobiska korytarzowe objęte są normami RN-53/MG-52201, 52202, 52203. Norma PN/G-46301 (projekt) określa wielkość klatek, a wielkości skipów — norma PN/G-46211 (projekt). Norma ta przewiduje

wielkości skipów o pojemności 5, 7,5, 10 i 15 t. Średnice szypów pionowych ustalone są w normie RN-53/MG-52600.

Metoda typowych projektów wymaga prac przygotowawczych i wyczerpujących opracowań. Jest ona wyrazem doświadczenia



Rys. 6. Szatnia kasetowa

projektantów i ich postępowej myśli technicznej. Metoda typowych projektów daje rozwiązania najoszczędniejsze, ponieważ ułatwia projektowanie i dzięki wykorzystaniu powtarzalności znacznie ułatwia realizację projektu.

Zatwierdzanie obiektów zawierających elementy stypizowane jest uproszczone.

Typowe projekty są wykorzystywane przede wszystkim przy projektowaniu powierzchni kopalń albo poszczególnych jej urządzeń. Na przykład typowy projekt łaźni opiera się na budowie szatni kasetowej (rys. 6).

Jest to szatnia składająca się z szafek na ubranie, wykonanych z kątowników żelaznych, obciągniętych siatką, przy czym szafki te są wpuszczone do przyziemia, wystając częściowo nad podłogę jako ławy do siedzenia z podnoszonymi blatami drewnianymi. Szatnię ponadto cechuje to, że przyziemie, do którego są wpuszczone szafki, zaopatrzone jest w urządzenia wentylacyjne wyciągowe, powodujące osuszanie ubrań oraz uniemożliwiające przedostawanie się wyziewów z ubrań do szatni.

Projekty typowe urządzeń podsadzkowych, tzw. podsadzkownie, w które dzisiaj jest wyposażona większość kopalń, przewidują wymiary zbiorników o użytkowej pojemności 750, 1500 i 3000 m³.

Wybór wielkości podsadzkowni dla danej kopalni zależy od warunków dostawy piasku i od wymaganej wydajności urządzenia podsadzkowego.

Zestawienie projektów typowych i normatywów technicznych projektowania, opracowanych przez Biura Projektów Górniczych Ministerstwa Górnictwa i Energetyki zamieszczone są na końcu niniejszej książki.

6.3. Metoda analityczna

Przez metodę analityczną należy rozumieć metodę rachunkową określania parametrów górniczo-technicznych, ekonomicznie najdogodniejszych pod względem kosztów własnych, opartą na ujęciu matematycznym ilościowych zależności pomiędzy tymi parametrami a wskaźnikami kosztów.

Głównym warunkiem, na podstawie którego określa się optymalne wartości parametrów górniczo-technicznych, jest warunek minimalnych kosztów własnych wydobycia, co oznacza włożenie minimum pracy żywej i uprzedmiotowionej w jednostkę wydobycia.

Dla określenia wielu parametrów ustalono wzory rachunkowe otrzymane przez wyprowadzenie i różniczkowanie funkcji matematycznych.

Rachunkiem matematycznym ustala się przy tym granice największej opłacalności projektowanego obiektu, czyli znajduje się dla obiektu optimum jego wydajności przy minimum kosztów za-

równy w okresie budowy, jak utrzymania i eksploatacji. Zbadane zależności wyraża się wzorem matematycznym, wykresem lub tablicami liczbowymi. Metoda analityczna w górnictwie prowadzi się do:

- zebrania i opracowania statystycznych danych charakteryzujących zjawisko, w którym uczestniczy projektowany element;
- obserwacji i pomiarów przebiegu zjawiska;
- ułożenia, sprawdzenia i wykorzystania hipotezy roboczej, na zasadzie której mniema się, iż zjawisko przebiega w ten lub inny sposób; hipotezę wyraża się wzorem, który rozwiązuje się analitycznie bądź też graficznie szukając w rozwiązaniach maksimum wydajności oraz minimum kosztów.

Dla przykładu ustalmy zależność pomiędzy wielkością obszaru górniczego a zasadniczą normą produkcyjną.

Przykład. Przyjmijmy obszar górniczy P w kształcie kwadratu o boku a , w środku którego zlokalizowany zostanie szyb zjazdowy. Droga maksymalna do miejsca pracy będzie równa

$$l = \frac{a}{2} + \frac{a}{2} = a$$

Efektywny czas pracy w przodku dla ustalenia zasadniczej normy produkcyjnej jest równy

$$t_e = T - t_s$$

gdzie

t_e — efektywny czas pracy, min,

T — ustawowy czas pracy, min,

t_s — czas stracony na dojście i powrót do miejsca pracy, min.

W czasie straconym na dojście do miejsca pracy można wydzielić:

t_{s1} — czas stracony niezależny od wielkości obszaru górniczego, do którego zaliczamy zjazd i wyjazd szybem oraz dojście piesze w polu wybierania,

t_{s2} — czas stracony zależny od wielkości obszaru górniczego (przewóz mechaniczny załogi do miejsca pracy)

stąd

$$t_s = t_{s1} + t_{s2}$$

przy czym

$$t_{s2} = \frac{2l}{v}$$

gdzie

l — długość drogi przewozu załogi do miejsca pracy, km,

v — prędkość jazdy, km/godz.

Wyrażając długość drogi za pomocą wielkości obszaru P

$$l = a = \sqrt{P}$$

można przedstawić zależność efektywnego czasu od wielkości obszaru równaniem

$$t_e = T - \left(t_{s1} + \frac{2}{v} \sqrt{P} \right) \text{ godz}$$

Zasadniczą normę produkcyjną wyznacza się na podstawie wzoru

$$P_z = \frac{t_e}{c'}$$

gdzie

c_j — zasadnicza norma czasowa dla urobienia 1 t, godz/t.
Wstawiając do wzoru efektywny czas wyrażony za pomocą wielkości obszaru, otrzymamy

$$P_z = \frac{T - t_{s1} - \frac{2}{v} \sqrt{P}}{c_j} \text{ t/robdn}$$

$$P_z = \frac{T - t_{s1}}{c_j} - \frac{2}{v \cdot c_j} \sqrt{P} \text{ t/robdn}$$

Zasadnicza norma produkcyjna zależy więc od T , t_{s1} , c_j , v i P .
Jeżeli założymy, że w danych warunkach wielkości T , t_{s1} , c_j , v są stałe i oznaczając

$$\frac{T - t_{s1}}{c_j} = b$$

$$\frac{2}{v \cdot c_j} = d$$

to

$$P_z = b - d \cdot \sqrt{P} \text{ t/robdn} \quad (5)$$

Zakładając, że:

$$T = 7,5 \text{ godz}$$

$$t_{s1} = 1 \text{ godz}$$

$$c_j = 0,4 \text{ godz/t}$$

$$v = 7,2 \text{ km/godz}$$

$$P = 5 \div 30 \text{ km}^2$$

otrzymujemy według wyżej podanych wzorów wartość

$$d = 0,69$$

$$b = 16,25$$

stad

$$P_z = 16,25 - 0,69 \cdot \sqrt{P} \text{ t/robdn}$$

przy czym dla:

$$P = 5 \text{ km}^2 - P_z = 14,70 \text{ t/robdn}$$

$$P = 10 \text{ km}^2 - P_z = 14,07 \text{ t/robdn}$$

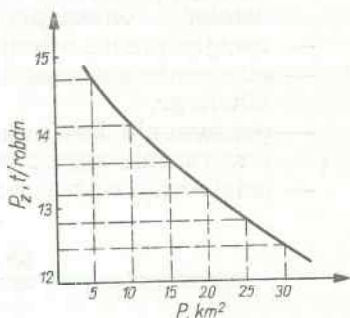
$$P = 15 \text{ km}^2 - P_z = 13,58 \text{ t/robdn}$$

$$P = 20 \text{ km}^2 - P_z = 13,17 \text{ t/robdn}$$

$$P = 25 \text{ km}^2 - P_z = 12,80 \text{ t/robdn}$$

$$P = 30 \text{ km}^2 - P_z = 12,48 \text{ t/robdn}$$

Interpretację graficzną powyższych zależności normy zasadniczej od wielkości obszaru górniczego przedstawiono na wykresie (rysunek 7).



Rys. 7. Zależność zasadniczej normy produkcyjnej od wielkości obszaru górniczego

Z wzoru (5) wynikają następujące wnioski:

- powiększanie obszaru górniczego, a więc i długości drogi dościa do miejsca pracy, skraca efektywny czas pracy i zmniejsza zasadniczą normę produkcyjną, wpływa ona na obniżenie wydajności dołowej kopalni;
- dla osiągnięcia projektowanej zasadniczej normy produkcyjnej należy projektować w obszarze górnicznym odrębne rejony zjazdowe, skracając drogi dościa do miejsc pracy.

6.4. Metoda wariantów

Metoda wariantów polega na opracowaniu projektowego problemu w kilku rozwiązaniach technicznych oraz ustaleniu dla każdego z rozwiązań wskaźników techniczno-ekonomicznych i wybrze najkorzystniejszego wariantu rozwiązania. W metodzie tej ustala się:

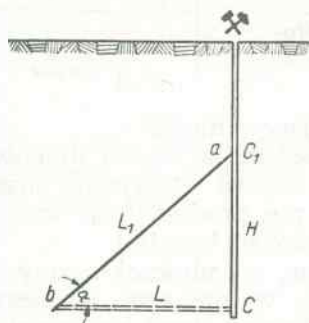
- koszt budowy obiektu (nakłady inwestycyjne),
- koszt ruchowy obiektu.

Kryterium najmniejszego kosztu całkowitego obciążającego 1 t urobku stanowi podstawę dla ustalenia najkorzystniejszego wariantu pod warunkiem, że:

- uwzględniono górniczo-techniczne warunki porównywanych wariantów,
- odniesiono koszty do tego samego okresu dla uzyskania ich porównywalności.

Tok projektowania przy stosowaniu metody wariantów jest następujący:

- analiza technicznego rozwiązania poszczególnych wariantów,
- eliminacja elementów jednakowych i ustalenie elementów decydujących,
- ustalenie okresu porównawczego,
- uwzględnienie ewentualnych podwariantów,
- obliczenie poszczególnych elementów kosztów i kosztu całkowitego,
- porównanie kosztu całkowitego poszczególnych wariantów i wyrażenie różnic w procentach,
- ostateczny wybór wariantu i jego uzasadnienie.



Rys. 8. Udostępnienie poziomu

Jeżeli różnica w kosztach pomiędzy poszczególnymi wariantami nie przekracza 10%, można je ze względu na dokładność obliczeń uważać za równoznaczne i decyzja o wyborze opierać się będzie na technicznie dogodniejszym rozwiązaniu.

Metoda wariantów stosowana jest często w połączeniu z metodą analityczną, tworząc tzw. *metodę kombinowaną*. Polega ona na analitycznym ustaleniu optymalnych rozwiązań poszczególnych wariantów i wyborze wariantu najkorzystniejszego, przy którym osiąga się bezwzględne minimum kosztów.

Tok postępowania przy zastosowaniu metody wariantów przedstawiono na następującym przykładzie: należy zaprojektować udostępnienie części pokładu *ab* (rys. 8), przy czym udostępnienie może nastąpić dwoma sposobami: szybem i przekopem lub upadową.

Wariant I

- Dla udostępnienia pokładu za pomocą szybu i przekopu
- głębi się szyb H m kosztem k_1 zł/m,
- prowadzi się przekop długości L m kosztem k_2 zł/m,
- wykonuje się podszybie objętości C m³ kosztem k_3 zł/m³.

Wariant II

- Dla udostępnienia pokładu
- prowadzi się upadową długości L_1 m kosztem k_4 zł/m,
- wykonuje się dla ruchu załogi i wentylacji dwie równoległe upadowe długości L_1 każda kosztem $1/2 k_4$ zł/m,
- buduje się w punkcie a komorę kołowrotu objętości C_1 m³ kosztem k_3 zł/m³.

Można przyjąć, że koszt 1 m upadowej odpowiada połowie kosztu 1 m przekopu, czyli $k_2 = 2k_4$.

Koszt budowy (nakłady inwestycyjne) według I wariantu wyniesie

$$A_1 = H \cdot k_1 + L \cdot k_2 + C \cdot k_3$$

Koszt budowy według wariantu II:

$$A_2 = L_1 \cdot k_4 + 2L_1 \cdot \frac{1}{2} k_4 + C_1 \cdot k_3 = \frac{1}{2} L_1 \cdot k_2 + \frac{1}{2} L_1 \cdot k_2 + C_1 \cdot k_3$$

Różnica w koszcie budowy wynosi

$$\begin{aligned} A_1 - A_2 &= H \cdot k_1 + L \cdot k_2 + C \cdot k_3 - L_1 \cdot k_2 - C_1 \cdot k_3 = \\ &= H \cdot k_1 + (L - L_1) \cdot k_2 + (C - C_1) \cdot k_3 \end{aligned}$$

ponieważ

$$L = L_1 \cos \alpha$$

to

$$A_1 - A_2 = H \cdot k_1 - L_1 \cdot k_2 \cdot (1 - \cos \alpha) - (C_1 - C) \cdot k_3 \quad (6)$$

Jeżeli różnica nakładów inwestycyjnych dla podanych wariantów

$$A_1 - A_2 > 0$$

to korzystniejszy pod względem nakładów jest wariant II rozwiązania. Przeciwnie gdy

$$A_1 - A_2 < 0$$

to należy do projektu przyjąć wariant I rozwiązania.

Wybór wariantu, jak wynika z wzoru (6), jest również zależny od kąta upadu pokładu.

Jeśli dla danego kąta upadu α zachodzi warunek, że

$$\cos \alpha > \frac{L_1 \cdot k_2 - H \cdot k_1 + (C_1 - C) \cdot k_3}{L_1 \cdot k_2}$$

to należy zastosować wariant II rozwiązania, a gdy spełniona jest nierówność

$$\cos \alpha < \frac{L_1 \cdot k_3 - H \cdot k_1 + (C_1 - C) \cdot k_3}{L_1 \cdot k_3}$$

to należy rozwiązać udostępnienie za pomocą wariantu I. Oprócz nakładów inwestycyjnych należy ustalić koszty ruchowe (obsługa i utrzymanie wyrobisk), jakie powstaną w okresie eksploatacji.

W tabelicy 2 podano sumaryczne koszty obu rozpatrywanych wariantów.

Z porównania sumarycznych kosztów wynika, że w podanych przykładach różnica kosztów nie przekracza 10% i oba warianty można uważać za równoważne, a o wyborze będą decydować jedynie względy techniczne, jak np. okres potrzebny do udostępnienia pokładu albo pewność i bezpieczeństwo ruchu.

7. DOKŁADNOŚĆ METOD PROJEKTOWANIA

Dane wyjściowe przy obliczaniu analitycznym elementów projektowych są na ogół podawane z błędem, który może wynosić:

- w określaniu geometrycznych form do $\pm 10\%$,
- w określaniu ciężaru do $\pm 5\%$,
- w obliczaniu zasobów od ± 10 do $\pm 25\%$.

Błędy wyjściowe przenoszą się na parametry, uwzględnione we wzorach analitycznych, za pomocą których obliczamy wskaźniki techniczno-ekonomiczne, te zaś w wyniku rachunku określają: wydajność, wymiary lub koszty elementów projektowanych. Elementy te zawierają więc błędy skumulowane i w ten sposób wyrażają rozwiązanie przybliżone. Wartość takich rozwiązań przybliżonych dla potrzeb praktycznych górnictwa wystarcza w zupełności.

8. JEDNOSTKI CZASU PRZYJĘTE PRZY PROJEKTOWANIU I STOSOWANE WSPÓŁCZYNNIKI

Przyjmuje się, że rok zawiera 300 dni pracy; doba, to jest dzień pracy, składa się z trzech zmian, dwie zmiany są wydobywcze, trzecia zmiana — przygotowawcza i remontowa. Zmiana trwa 8 godz (czas pracy górnika $7\frac{1}{2}$ godz). Zdolność wydobywcza kopalni oblicza się na dzień pracy.

Do obliczania wydajności urządzeń należy brać pod uwagę współczynnik równomierności ruchu. Jest to stosunek ilości pracy

Tablica 2

Kalkulacja kosztów dwu wariantów udostępnienia poziomu wydobywczego (oznaczenia według rys. 8, kąt $\alpha = 15^\circ$)

Nazwa elementu	Oznaczenie elementu	Wielkość elementu	Cena jednostkowa zł	Koszt według wariantu I (szyb i przecznicza) zł	Koszt według wariantu II (upadowa) zł
Prowadzenie wyrobisk					
Szyb	H	120 m	15 000	1 800 000	—
Podszybie	C	10 000 m ³	250	2 500 000	—
Komora kołowrotu dla upadowej	$C_1 = L_1 \cos \alpha$	1 000 m ³	250	—	250 000 ¹⁾
Przecznica	$L_1 = \frac{H}{\sin \alpha}$	460 m	3 200	około 1 500 000	—
Upadowa	$L_1 = \frac{H}{\sin \alpha}$	480 m	1 600	—	około 770 000
Upadowe pomocnicze	$2 L_1$	960 m	800	—	około 770 000
Obsługa wyrobisk					
Upadowe	urządzenia wyciągowego	—	—	—	500 000
Obsługa	szybu	—	—	jednakowy odcinek	jednakowy odcinek
Obsługa	trasa upadowej	10 ludzi	20 000 · 10	—	2 000 000
Energia	—	—	—	jednakowy	jednakowy
Utrzymanie wyrobisk (okres 10 lat)					
Szyb	H	120	$30 \cdot 10 = 300$	36 000	—
Przecznica	L_1	460	$10 \cdot 10 = 100$	46 000	—
Upadowe	$2 L_1 \cdot 1,5$	1 440	$75 \cdot 10 = 750$	—	około 1 100 000
Koszt sumaryczny około			5 882 000	5 390 000	

¹⁾ W wariantcie II jest wykorzystane podszybie w punkcie a.

rzeczywiście wykonanej przez urządzenie do ilości pracy teoretycznie możliwej.

Teoretycznie możliwą ilość pracy oblicza się jako iloczyn zdolności produkcyjnej urządzenia w jednostce czasu i całkowitej dyspozycyjnej ilości czasu pracy tego urządzenia.

Przy niezmienniej zdolności produkcyjnej w jednostce czasu współczynnik równomierności ruchu może się wyrazić stosunkiem czasu efektywnie przepracowanego T_0 do czasu dyspozycyjnego T urządzenia

$$j = \frac{T_0}{T}$$

Współczynnik nierównomierności ruchu k_n jest odwrotnością współczynnika równomierności

$$k_n = \frac{1}{j}$$

Współczynniki równomierności ruchu według Przepisów technicznej eksploatacji kopalń węgla wynoszą:

dla transportu dołowego (§ 401)	0,5 do 0,85
dla wyciągu szybowego (§ 692):	
kopalni o kilku wyciągach	0,87
kopalni o jednym wyciągu	0,80

Znając normę czasu pracy urządzenia, jak również współczynnik równomierności ruchu i godzinową zdolność produkcyjną, oblicza się zdolność produkcyjną urządzeń.

Przykład. Za normę czasu pracy urządzeń podsadzkowych przyjmuje się dwie zmiany pracy dołowej. Ze względu na przerwy w ruchu urządzenia podsadzkowego, jak montowanie rur, przepinanie rur, odwadnianie itp., normatyw czasu należy zmniejszyć za pomocą współczynnika wykorzystania czasu (współczynnik równomierności ruchu), który przy urządzeniach podsadzkowych wynosi od 0,7 do 0,8. Zdolność przepustową rurociągu przy uwzględnieniu współczynnika wykorzystania czasu daje następujący wzór

$$Z_{pr} = J_r \cdot T_r \cdot W_r \quad \text{m}^3/\text{dobę}$$

Jeżeli

J_r — współczynnik równomierności pracy rurociągu, 0,75,

T_r — czas pracy rurociągu, 16 godz,

W_r — wydajność rurociągu z tablic, 200 m³/godz,

to w naszym przykładzie

$$Z_{pr} = 0,75 \cdot 16 \cdot 200 = 2400 \quad \text{m}^3/\text{dobę}$$

Jednym z głównych celów organizacji procesów górniczo-technicznych powinno być obniżenie wskaźnika nierównomierności ruchu. Odejmując od wskaźnika nierównomierności jedność i mnożąc przez 100, otrzymuje się liczbę, która wskazuje, jaką rezerwę w procentach trzeba zakładać przy projektowaniu. Im wyżej i lepiej postawiona jest organizacja procesów górniczo-technicznych, tym mniejsze można przyjmować rezerwy, obniżając w ten sposób koszt projektowanych inwestycji w obiektach górniczych.

II. PROJEKTOWANIE WYROBISK GÓRNICZYCH

9. OGÓLNE ZASADY WYZNACZANIA PRZEKROJÓW WYROBISK GÓRNICZYCH

Przed przystąpieniem do projektowania wyrobiska należy ustalić, w jakim górotworze będzie ono wykonywane oraz jakie będzie jego przeznaczenie. Rozróżnia się wyrobiska:

- udostępniające,
- przygotowawcze,
- wybierkowe.

Przekrój wyrobisk udostępniających i przygotowawczych zależy od ich przeznaczenia. Wyrobiska te mogą służyć do:

1. transportu urobku, materiałów, podsadzki itd.,
2. przewietrzania,
3. ruchu załogi,
4. umieszczania urządzeń specjalnych (komory zajezdni elektrowozów, ładownie elektrowozów trakcyjnych, komory pomp, warsztaty, komora materiałów wybuchowych itd.).

Przekrój wyrobisk wybierkowych związany jest z przyjętym systemem wybierania.

Prawidłowo wyznaczony przekrój wyrobiska górniczego musi odpowiadać następującym warunkom:

- powinien mieć kształt najlepiej wytrzymujący ciśnienie górotworu,
- musi być ekonomiczny,
- powinien stwarzać możliwie najmniejszy opór dla przepływu powietrza,
- powinien umożliwiać stosowanie odpowiednich maszyn przy prowadzeniu wyrobiska korytarzowego,
- powinien umożliwiać stosowanie znormalizowanej obudowy oraz zapewniać odpowiednią rezerwę obrysu w przypadku zwiększonych ciśnień.

Przy projektowaniu należy również uwzględniać koszt ogólny wyrobisk. W przypadku gdy wyrobisko zachowuje stały przekrój, jego koszt oblicza się w stosunku do 1 m lub 1 m³.

Dla wyrobisk o zmiennym przekroju oraz dla komór koszt oblicza się z zasady w stosunku do 1 m³. Koszt wyrobiska oblicza się na podstawie kosztów: 1. prowadzenia wyrobiska, 2. utrzymania wyrobiska, 3. przewietrzania wyrobiska.

Przy obliczaniu kosztów bierze się pod uwagę robociznę, materiały, energię, amortyzację maszyn i urządzeń czynnych w okresie prowadzenia wyrobiska oraz koszty oddziałowe i ogólne.

10. PROJEKTOWANIE WYROBISK KORYTARZOWYCH

Pod względem kształtu przekroju rozróżnia się wyrobiska: prostokątne, trapezoidalne, sklepieniowe, owalne, okrągłe. Wyrobiska dwóch pierwszych kształtów są zazwyczaj obudowane drewnem, sklepieniowe — cegłą lub betonem, owalne i okrągłe — metalem, betonitami, żelbetem. Zastosowanie obudowy metalowej zapoczątkowało rozwój przekroju wyrobisk od prostokątnych do owalnych.

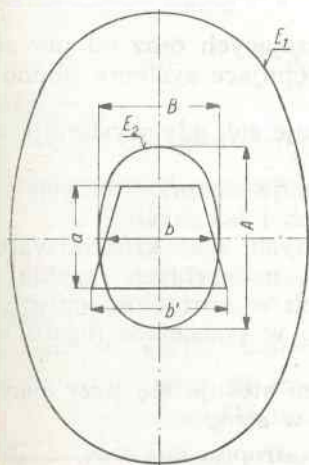
Przy wyznaczaniu przekroju wyrobiska korytarzowego najważniejsze jest, aby przez odpowiedni dobór jego kształtu w miarę możliwości zapobiec nadmiernym ciśnieniom górotworu. Ciśnienia te powinny być równoważone nie tylko przez pracę obudowy, ale i przez pracę sklepienia ciśnień.

Wzajemny stosunek obu osi elipsy ciśnień określony jest wzorem

$$\frac{A}{B} = m - 1 \quad (7)$$

gdzie

A i B — pionowa i pozioma oś elipsy; określają one teoretycznie najkorzystniejszy stosunek wysokości i szerokości wyrobiska,



Rys. 9. Elipsa ciśnień wokół wyrobiska

m — odwrotność liczby Poissona; przeciętnie dla skał karbońskich $m \approx 6$.

Jeżeli (rys. 9) E_1 oznacza elipsę ciśnień, a E_2 elipsę ciśnień zredukowaną do wymiarów obudowy, to kształt przekroju wyrobiska powinien możliwie najdokładniej pokrywać się z elipsą zredukowaną.

Praktycznie, rzeczywista wysokość wyrobiska a i rzeczywista jego szerokość b nie będą odpowiadać A i B .

Im lepiej rodzaj obudowy pozwala dostosować kształt przekroju wyrobiska do zredukowanej elipsy ciśnień, tym przekrój jest korzystniejszy i ekonomiczniejszy.

11. PROJEKTOWANIE OBUDOWY WYROBISK KORYTARZOWYCH

W zależności od charakteru górotworu i przeznaczenia wyrobiska stosuje się różne rodzaje obudowy.

Najczęściej stosowanymi w górnictwie są następujące rodzaje obudowy: drewniana mieszana, murowa sklepiąca i stalowa.

11.1. Obudowa drewna

Obudowę drewną (drewnianą) stosuje się:

- w skałach zwiezłych i wytrzymałych,
- w skałach mniej zwiezłych i wytrzymałych przy krótkim trwaniu wyrobiska,
- w chodnikach węglowych, w zasadzie w pokładach nietających.

W zależności od ciśnienia skał otaczających oraz od przeznaczenia wyrobiska można stosować następujące systemy obudowy drewniej:

Odrzwia prostokątne zamknięte stosuje się, gdy występuje ciśnienie spagowe, pęcznienie spagu itd.

Obudowę drewną wielobokową stosuje się przy słabych skałach i większych ciśnieniach stropowych i bocznych.

Obudowę pełną stosuje się w ważnych, lecz krótkotrwałych wyrobiskach (np. w podszybiach i nadszybiach szybików), a *obudowę złożoną* z odrzwi stawianych w normalnej odległości i obitych szczelnie deskami stosuje się w podsadzce (oganianki, budy).

Obudowę stropu samymi stropnicami stosuje się przy bardzo mocnych skałach w ociosach i słabych w stropie.

Wzory do obliczenia odstępu między stropnicami oraz średnicy stropnic podano w następnym podrozdziale.

11.2. Obudowa mieszana

Należy ją stosować wtedy, gdy drewniane stropnice układane co 0,50 m są niewystarczające. Pełny mur i stropnice stalowe stosuje się, gdy obudowa musi być ogniotrwała i ma trwać długo oraz przy większych ciśnieniach bocznych i słabym stropie.

Odstęp między stropnicami oblicza się w następujący sposób

$$X_d = 2,4 \cdot \frac{W \cdot k_g \cdot f}{\gamma \cdot a^3} \quad (8)$$

gdzie

X_d — odstęp dla dowolnego przekroju stropnicy,

k_g — dopuszczalne naprężenie przy zginaniu,

f — wskaźnik zwięzłości skał,

γ — ciężar objętościowy,

a — połowa szerokości wyrobiska,

W — wskaźnik wytrzymałości przekroju,

przy czym

$$W = \frac{5}{16} \cdot \frac{P \cdot a}{k_g}$$

P oznacza wielkość obciążenia 1 m korytarzowego wyrobiska poziomego; według Protodiakonowa P można obliczyć wzorem

$$P = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a^2}{f} \text{ t/m}$$

Odstęp dla kołowego przekroju stropnicy można również obliczyć za pomocą wzoru

$$X_k = 0,236 \cdot \frac{d^3 \cdot k_g \cdot f}{\gamma \cdot a^3} \quad (9)$$

gdzie

d — średnica stropnicy ($d = 14, 16, 28, 20$).

Dopuszczalne naprężenie przy zginaniu k_g wynosi:

dla drewna sosnowego

w świeżym prądzie powietrza 100 kG/cm²

w zużytym prądzie powietrza 70 kG/cm²

dla stropnic ze starych szyn 1200 kG/cm²

Wskaźnik wytrzymałości przekroju W wynosi:

dla szyn 93 mm 51,7 cm³

dla szyn 115 mm 98 cm³

Grubość muru prostego z cegły przy obudowie mieszanej przyjmuje się według tablicy 3.

Grubość muru prostego z cegły przy obudowie mieszanej

Grubość muru cm	$f = 1,5$	$f = 3$	$f = 5$
0,38	$l \leq 2,9 \text{ m}$	$l = 3,0 \text{ do } 3,7 \text{ m}$	$l = 3,8 \text{ do } 4,4 \text{ m}$
0,51	$l \leq 4,0 \text{ m}$	$l = 4,1 \text{ do } 5,1 \text{ m}$	$l = 5,2 \text{ do } 6,1 \text{ m}$
0,64	$l \leq 5,1 \text{ m}$	$l = 5,2 \text{ do } 6,4 \text{ m}$	$l = 6,5 \text{ do } 7,7 \text{ m}$

gdzie

 f — współczynnik zwięzłości skal według Protodiakonowa. l — szerokość wyrobiska w świetle.

Zakładając, że odstęp między stropnicami jest znany, można określić grubość stropnic

$$d = \sqrt[3]{\frac{X_k \cdot \gamma \cdot a^3}{0,236 \cdot k_g \cdot f}} = \frac{a}{0,616} \cdot \sqrt[3]{\frac{X_k \cdot \gamma}{k_g \cdot f}} \quad (10)$$

11.3. Obudowa murowa sklepią

Obudowę murową z cegły, betonu lub betonitów stosuje się do obudowy:

- ważnych i długotrwałych przekopów i przecznic,
- komór,
- podszybi,
- skrzyżowań przekopów i przecznic z chodnikami węglowymi,
- chodników wodnych, których czas trwania wynosi ponad 5 lat,
- chodników kierunkowych lub wentylacyjnych w uzasadnionych przypadkach.

Obudowę z betonitów stosuje się wtedy, gdy konieczna jest wysoka wytrzymałość obudowy. Obudowa z betonitów jest szybka w wykonaniu i łatwa w naprawie.

Obudowę z betonu stosuje się, gdy obudowa z betonitów byłaby za gruba (a więc droga), a także gdy konieczna jest jak najlepsza wodonieprzenikliwość, co uzyskuje się przez stosowanie specjalnego betonu. Przy szybko występujących ciśnieniach w wyrobisku stosowanie obudowy betonowej jest niemożliwe, gdyż pełną wytrzymałość uzyskuje ona dopiero po 28 dniach.

Obudowę z cegły stosuje się, gdy obudowa musi wkrótce po wykonaniu przenosić ciśnienia; obudowa z cegły nie jest wodonieprzenikliwa.

Torkretuje się (w uzasadnionych przypadkach):

- ściany chodników, gdy chodzi o ochronę nie przed ciśnieniem, lecz o zabezpieczenie przed wietrzeniem lub o uzyskanie wodoszczelności, np. w chodnikach wodnych;
- obudowę drzewną, gdy ma być ona ognioodporna lub zabezpieczona przed gniciem,
- obudowę stalową dla ochrony przed korozją.

Do torkretowania używa się zaprawy:

- cementowej
- wapienno-gliniastej.

Normalnie stosuje się zaprawę cementową z wyjątkiem torkretowania w czasie pożaru tam przeciwpożarowych; wtedy używa się zaprawy wapienno-gliniastej.

Grubość obudowy d oblicza się wzorem

$$d = \frac{4,4 \cdot a}{k \cdot \sqrt{f}} \cdot \sqrt[3]{\frac{a}{h}} \text{ cm} \quad (11)$$

gdzie

d — grubość obudowy, cm,

a — połowa szerokości wyrobiska w świetle, cm,

k — wytrzymałość muru na ściskanie,

— dla muru z cegły na zaprawie cementowej

$k = 16 \text{ kG/cm}^2$,

— dla muru z betonitów na zaprawie cementowej

$k = 25 \text{ kG/cm}^2$,

— dla muru z betonu na zaprawie cementowej

$k = 25 \text{ kG/cm}^2$,

f — wskaźnik zwięzłości skał według Protodiakonowa,

h — strzałka sklepienia, cm

$$h = \frac{a}{\sqrt{f}}$$

po podstawieniu do wzoru (11) otrzymuje się

$$d = \frac{4,4 \cdot a}{k \cdot \sqrt[3]{f}} \text{ cm} \quad (12)$$

Promień sklepienia r

$$r = \frac{a^2 + h^2}{2h} \text{ cm} \quad (13)$$

11.4. Obudowa stalowa

Obudowę stalową ŁP stosuje się:

- w wyrobiskach narażonych na ciśnienie,

— w skałach plastycznych i kruchych przejawiających duże ciśnienie, gdy czas trwania wyrobiska jest większy niż dwa lata,

— w chodnikach węglowych w pokładach tapiających.

Obudowę Moll stosuje się przy dużych, lecz powoli wzrastających ciśnieniach oraz przy dużych ciśnieniach bocznych.

Obudowę sztywną wykonuje się

— stojakami stalowymi w dowierzchniach ścianowych w przypadku stosowania obudowy stalowej w ścianie,

— sztywnymi łukami (Pokal) w przypadku normalnych ciśnień oraz gdy nie przewiduje się ich wzrostu; stosuje się ją ze względu na długotrwałość.

12. KOSZTY DRAŻENIA WYROBISK

$$k = k_0 \cdot S \quad \text{zł/m} \quad (14)$$

gdzie

k — koszt drażenia 1 m wyrobiska o przekroju S , m^2 ,

k_0 — koszt drażenia 1 m^3 wyrobiska, zł/m^3 ,

S — przekrój wyrobiska, m^2 ,

przy czym

$$k_0 = \frac{a}{S} + b \quad \text{zł/m}^3$$

stąd

$$k = \left(\frac{a}{S} + b \right) \cdot S = a + b \cdot S \quad \text{zł/m} \quad (15)$$

gdzie

a — współczynnik niezależny od przekroju wyrobiska,

b — współczynnik zależny od przekroju wyrobiska,

Dla przykładu można podać, że orientacyjny koszt drażenia 1 m chodnika węglowego w obudowie drzewnej wynosi w warunkach polskich

$$k = a + b \cdot S = 690 + 25 \cdot S \quad \text{zł/m}$$

wartości a i b zostały określone na podstawie cenników. Stąd całkowity koszt drażenia wyrobiska (K , zł) przy długości wyrobiska l , m wynosi

$$K = k \cdot l \quad \text{zł} \quad (16)$$

Zakłada się, że w przypadku prowadzenia wyrobiska w przeciętnych warunkach górniczo-geologicznych koszt 1 m wyrobiska jest niezależny od długości wyrobiska (np. urabianie, ładowanie, rodzaj obudowy).

Długość wyrobiska ma jednak wpływ na koszt transportu oraz przewietrzanie i dlatego przy dokładniejszych obliczeniach czynniki te powinny być w kosztach wyodrębnione.

W przypadku gdy wyrobisko długości l , m prowadzone jest w niejednorodnych warunkach i gdy długość poszczególnych odcinków wynosi $l_1, l_2, l_3 \dots$ a koszty odpowiednio $k_1, k_2, k_3 \dots$ ogólny koszt prowadzenia wyrobiska wyniesie

$$K = k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3 \dots + k_n \cdot l_n = \sum_{i=1}^n k_i \cdot l_i \quad (17)$$

a średni koszt jednostkowy

$$k_s = \frac{K}{l} = \frac{\sum_{i=1}^n k_i \cdot l_i}{l} \quad (18)$$

W praktyce wielkość k przy znanym przekroju, określonym rodzaju obudowy wyrobiska itd., ustala się na podstawie odpowiednich cenników. W przypadkach odbiegających znacznie od przeciętnych warunków, w których prowadzone jest wyrobisko, jak np. znaczny dopływ wody, występowanie gazu, podwyższona temperatura itd., należy stosować współczynniki zwiększające koszt prowadzenia wyrobiska.

Koszt drażenia wyrobisk w znacznym stopniu zależy od postępu robót. Zależność tę można przedstawić w postaci

$$k = a + \frac{b}{y} \quad (19)$$

gdzie

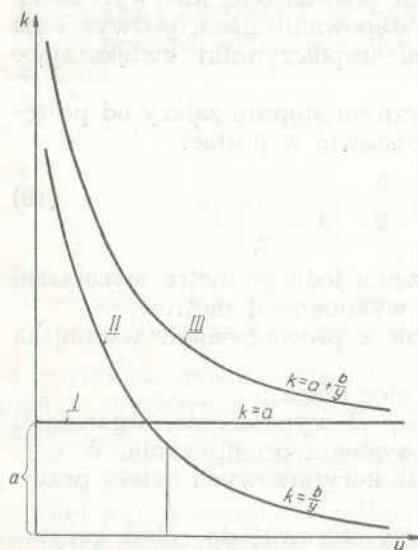
- a — koszt bezpośredni prowadzenia jednego metra wyrobiska, proporcjonalny do liczby wykonanych metrów,
- b — inne koszty stałe związane z prowadzeniem wyrobiska w jednostce czasu,
- y — postęp wyrobiska w jednostce czasu.

Średnie postępy robót zależne są od wyposażenia, organizacji pracy, metod racjonalizatorskich i systemu premiovania. W najbliższym okresie postęp dla wyrobisk korytarzowych należy przyjmować według tabl. 4.

Podane w tabl. 4 wartości należy stosować do robót korytarzowych nitkowych; dla innych robót postęp ustala się na podstawie możliwości koncentracji robót, zmianowości, obłożenia i przepustowości urządzeń transportowych. W kopalniach znajdujących się w rozbudowie postępy należy przyjmować nie mniejsze od już uzyskiwanych w danej kopalni, a w kopalniach bardzo gazowych podane postępy obowiązują przy wyłączeniu postojów spowodowanych wpływem gazu i wody.

Postępy wyrobisk korytarzowych

Określenie robót	Postęp m/miesiąc
Przekopy i przecznice w obudowie ŁP	
kopalnie niegazowe	60 ÷ 70
kopalnie gazowe	45 ÷ 50
Chodniki węglowo-kamienne	
kopalnie niegazowe	65 ÷ 75
kopalnie gazowe	45 ÷ 50
Chodniki węglowe	
kopalnie niegazowe	100 ÷ 150
kopalnie gazowe	80 ÷ 90
Pochylnie węglowe	
kopalnie niegazowe	100 ÷ 120
kopalnie gazowe	80 ÷ 90
Upadowe węglowe	
kopalnie niegazowe	70 ÷ 80
kopalnie gazowe	55 ÷ 80



Rys. 10. Zależność kosztu prowadzenia wyrobiska od postępu (wg Szewiakowa)

Graficzną interpretację wzoru (19) według Szewiakowa przedstawia rys. 10.

Z analizy wzoru wynika, że przy $b = 0$, $k = a$; jest to prosta I na rys. 10; przy $a = 0$, $k = \frac{b}{y}$; jest to hiperbola przedstawiona krzywą II. Oznaczywszy na osi współrzędnej x postęp y i osi

współrzędnej y koszt k , otrzymamy wykres zależności kosztów prowadzenia wyrobiska od postępu. Dodając rzędne krzywych I i II otrzymuje się krzywą III , która wyraża spadek kosztu jednostkowego, występujący ze wzrostem postępu.

13. KOSZTY UTRZYMANIA WYROBISKA

Koszty utrzymania wyrobiska można rozpatrywać dla następujących przypadków:

- wyrobisko gotowe, stale utrzymywane,
- wyrobisko o zmiennej długości, wydłużane lub likwidowane.

13.1. Koszty utrzymania wyrobiska gotowego stale utrzymywanego

Koszt utrzymania wyrobiska długości l w okresie t lat można wyrazić wzorem

$$R = r \cdot l \cdot t \quad \text{zł} \quad (20)$$

gdzie

r — koszt utrzymania 1 m wyrobiska w ciągu roku, zł/rok,

l — długość wyrobiska, m,

t — czas utrzymania wyrobiska, lata.

B. I. Bokij, L. D. Szewiakow oraz szereg innych autorów są zdania, że r w pewnym przybliżeniu można przyjąć za wartość stałą niezależną od czasu.

Empiryczny wzór na określenie kosztu utrzymania 1 m wyrobiska w ciągu roku (A. Popow)

$$r = \frac{a' \cdot S}{f_1 + f_2} \quad \text{zł} \quad (21)$$

gdzie

a' — współczynnik zależny od kosztów robocizny i rodzaju obudowy (w warunkach radzieckich $a' = 7$),

S — przekrój wyrobiska, m^2 ,

f_1 i f_2 — wskaźniki zwiększenia skał stropowych i spagowych według Protodiakonowa.

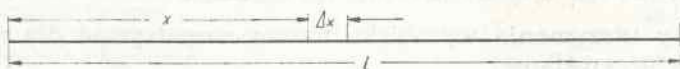
13.2. Koszty utrzymania wyrobiska o zmiennej długości (wydłużane lub likwidowane)

Jeżeli wyrobisko wydłuża się od O do l w czasie t (rys. 11), a postęp wyrobiska wynosi L , to czas drażenia całego wyrobiska daje wzór

$$t = \frac{l}{L} \quad (22)$$

Element długości wyrobiska Δx znajdujący się w odległości x od jego początku powinien być utrzymywany w czasie (przy wydłużaniu lub likwidacji)

$$\frac{l-x}{L} \quad \text{lub} \quad \frac{x}{L}$$



Rys. 11. Chodnik wydłużony w miarę drażenia

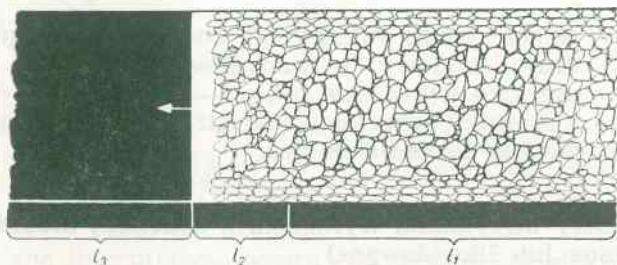
Odpowiednio koszt utrzymania tego elementu Δx długości wyrobiska wynosi (przy wydłużaniu lub likwidacji)

$$r \cdot \Delta x \cdot \frac{l-x}{L} \quad \text{lub} \quad r \cdot \Delta x \cdot \frac{x}{L}$$

a całkowity koszt utrzymania wyrobiska

$$\begin{aligned} R &= \lim_{x=0}^{x=l} \sum r \cdot \Delta x \cdot \frac{l-x}{L} = \int_0^l \frac{r(l-x)}{L} \cdot dx = \\ &= \frac{r}{L} \left(l \int_0^l dx - \int_0^l x \cdot dx \right) = \frac{r}{L} \left(l^2 - \frac{l^2}{2} \right) = \frac{r \cdot l^2}{2L} \\ R &= \frac{r \cdot l \cdot t}{2} \end{aligned} \quad (23)$$

Gdy koszt utrzymania wyrobiska w jednostce czasu jest różny dla poszczególnych jego odcinków (rys. 12). Jako przykład można



Rys. 12. Strefy utrzymania chodnika

przytoczyć drażenie i utrzymywanie chodnika ścianowego (przy ścianowym systemie eksploatacji). Przy prowadzeniu ściany w tych chodnikach wyodrębnia się 3 strefy:

- strefę ciśnienia eksploatacyjnego długości l_3 ,
- strefę osiadania długości l_2 ,
- strefę uspokojoną długości l_1 .

Długość tych stref zależna jest od warunków górniczo-technicznych.

Orientacyjnie można podać, że koszt utrzymania tych chodników odniesiony do jednostki długości i jednostki czasu jest w drugiej strefie 5 do 11 razy większy niż w pierwszej i 5 do 15 razy większy niż w strefie trzeciej.

Należy również zaznaczyć, że wraz z postępem ściany długość strefy l_1 rośnie, a długość stref l_2 i l_3 pozostaje mniej więcej stała. Jednakże wszystkie strefy stopniowo przesuwają się naprzód i każda z nich przechodzi przez całą długość l chodnika.

Oznaczając przez:

r_1 — koszt utrzymania 1 m chodnika w jednostce czasu w strefie l_1 ,

r_2 — koszt utrzymania odniesiony tylko do jednostki długości chodnika w strefie l_2 (nie uwzględnia się czasu),

r_3 — koszt utrzymania odniesiony tylko do jednostki długości chodnika w strefie l_3 ,

oraz biorąc pod uwagę, że:

$$R = \frac{r \cdot l \cdot t}{2}$$

całkowity koszt utrzymania wyrobiska korytarzowego długości l w czasie $t = \frac{l}{L}$ wynosi

$$R = \frac{r_1 \cdot l \cdot t}{2} + r_2 \cdot l + r_3 \cdot l \quad (24)$$

lub

$$R = \frac{r_1 \cdot l^2}{2L} + (r_2 + r_3) \cdot l \quad (24a)$$

Analizując powyższy wzór można stwierdzić, że całkowity koszt utrzymania chodnika w pierwszym członie wzoru rośnie proporcjonalnie do kwadratu długości wyrobiska l i że koszt ten maleje ze wzrostem postępu L . Poza tym im mniejsza jest wartość r_1 , r_2 , r_3 , tym tańsze jest utrzymanie wyrobiska.

Średni koszt utrzymania 1 m wyrobiska w jednostce czasu dla tego przypadku wynosi

$$r_{sr} = \frac{R}{l \cdot t} \quad (25)$$

$$r_{sr} = \frac{r_1}{2} + \frac{r_2 + r_3}{t} = \frac{r_1}{2} + \frac{(r_2 + r_3) \cdot L}{l} \quad (25a)$$

Jak wynika z powyższego wzoru koszt utrzymania 1 m chodnika ścianowego w jednostce czasu nie jest wielkością stałą, lecz jest funkcją nie tylko całej długości wyrobiska l , postępu chodnika L (w tym przypadku równy jest postępowi ściany), lecz i wartości r_1, r_2, r_3 , określających koszt utrzymania wyrobiska w różnych strefach. Im większa jest długość wyrobiska, tym mniejsza wartość członu drugiego wzoru, a r_{sr} zbliża się do wartości stałej.

Istnieją również inne wzory na koszt utrzymania wyrobisk. Np. według S. E. Rozenberga koszt ten można ująć we wzorze:

$$r = a + b \cdot S \quad (26)$$

gdzie

a — koszty niezależne od przekroju,

b — koszty zależne od przekroju.

14. PODZIAŁ OBSZARU EKSPLOATACYJNEGO NA SKRZYDŁA ZE WZGLĘDU NA UTRZYMANIE CHODNIKÓW

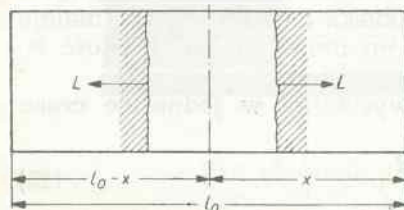
Dany jest obszar eksploatacyjny długości l_0 . Należy zlokalizować szyb w punkcie najkorzystniejszym ze względu na koszty utrzymania chodników.

Rozpatrzone zostaną trzy przypadki:

- eksploatacja dwuskrzydłowa, postęp w obu skrzydłach jednakowy,
- eksploatacja jednoskrzydłowa,
- eksploatacja skrzydeł następuje kolejno.

14.1. Eksploatacja dwuskrzydłowa, postęp w obu skrzydłach jednakowy

Zakłada się, że obszar został podzielony na dwa skrzydła (rys. 13). Długość chodnika w jednym skrzydle wynosi x , a w dru-



Rys. 13. Podział obszaru eksploatacyjnego na skrzydła

gim $l_0 - x$. Przyjmuje się, że postęp robót eksploatacyjnych w obu skrzydłach jest jednakowy i wynosi L .

Koszt utrzymania chodnika na jednym skrzydle wynosi

$$\frac{r_1 \cdot x^2}{2L} + (r_2 + r_3) \cdot x$$

a w drugim skrzydle

$$\frac{r_1 (l_0 - x)^2}{2L} + (r_2 + r_3) \cdot (l_0 - x)$$

skąd całkowity koszt wynosi

$$R = \frac{r_1}{2L} \cdot (2x^2 - 2l_0 \cdot x + l_0^2) + (r_2 + r_3) \cdot l_0 \quad (27)$$

Najkorzystniejszą wartość dla x znajduje się przy minimum funkcji

$$f(x) = 2x^2 - 2l_0 \cdot x + l_0^2 \quad (28)$$

Zakładając ciągłość funkcji (jeśli w obszarze górniczym nie występują zaburzenia tektoniczne), jej minimum otrzymuje się z równania

$$\begin{aligned} f'(x) &= 4x - 2l_0 \\ 4x - 2l_0 &= 0 \end{aligned} \quad (29)$$

skąd

$$x = \frac{l_0}{2} \quad (30)$$

Oznacza to, że w omawianym przypadku najkorzystniejszy jest podział obszaru na jednakowe skrzydła. W tym przypadku po uwzględnieniu $x = \frac{l_0}{2}$

koszt całkowity utrzymania chodnika wynosi

$$R_{min} = \frac{r_1 \cdot l_0^2}{4L} + (r_2 + r_3) \cdot l_0 \quad (31)$$

14.2. Eksploatacja jednoskrzydłowa

W przypadku gdy obszar eksploatacyjny będzie jednoskrzydłowy przy założeniu, że $x = 0$ lub $x = l_0$, koszt utrzymania chodnika wynosi

$$R_{x=l_0} = \frac{r_1 \cdot l_0^2}{2L} + (r_2 + r_3) \cdot l_0 \quad (32)$$

Z porównania obu przypadków wynika, że koszt utrzymania chodnika w obszarze jednoskrzydłowym w stosunku do zmien-

nej części tego kosztu jest dwa razy większy niż w tych samych warunkach przy eksploatacji dwuskrzydłowej. Stąd też wynikają większe korzyści podziału obszaru eksploatacyjnego na równe skrzydła z punktu widzenia kosztów utrzymania głównych chodników.

14.3. Kolejna eksploatacja skrzydeł

Dla bogatych złóż eksploatacja skrzydeł może być prowadzona kolejno, co oznacza, że front robót w jednym skrzydle jest wystarczający dla uzyskania planowanego wydobycia kopalni. Niżej zostanie rozpatrzony wpływ kolejnej eksploatacji skrzydeł na koszt utrzymania chodników. Ponieważ w przypadku tym każde skrzydło ma długość $x = \frac{l}{2}$, to koszt utrzymania chodnika w jednym skrzydle w okresie jego eksploatacji w czasie $\frac{l_0}{2L}$ wynosi

$$R_j = \frac{r_1 \cdot \left(\frac{l_0}{2}\right)^2}{2L} + (r_2 + r_3) \cdot \frac{l_0}{2} \quad (33)$$

stąd całkowity koszt dla obu skrzydeł wynosi

$$R = 2 \cdot \left[\frac{r_1 \cdot \left(\frac{l_0}{2}\right)^2}{2L} + (r_2 + r_3) \cdot \frac{l_0}{2} \right] = \frac{r_1 \cdot l_0^2}{4L} + (r_2 + r_3) \cdot l_0 \quad (34)$$

Z porównania kosztów utrzymania chodników przy równoczesnej eksploatacji dwuskrzydłowej i kolejnej eksploatacji skrzydeł wynika, że koszt utrzymania chodników w obu przypadkach jest jednakowy.

Analizując powyższe wzory można stwierdzić, że rosnące koszty utrzymania wyrobisk stanowią jedną z wad dużych obszarów eksploatacyjnych, wpływając na ograniczenie ich wielkości. Wada ta jest widoczna tym bardziej, im większe są koszty utrzymania jednostki wyrobiska w jednostce czasu.

W przypadku gdy długość utrzymywanego wyrobiska przekracza np. 1 km, wówczas koszt utrzymania 1 m/rok r można uważać za wielkość stałą.

Dla przypadku tego, mającego duże znaczenie praktyczne, należy we wzorach (27), (31), (32) wstawić $r_1 = r$, $r_2 = r_3 = 0$. Oczywiście, wartość r powinna odnosić się do całkowitego kosztu utrzymania wyrobiska.

15. ZASTOSOWANIE PRAWA EKSTREMÓW W PROJEKTOWANIU

Opierając się na zadaniu, które zostało przeanalizowane wyżej, rozpatrzmy możliwości zastosowania prawa ekstremów w projektowaniu.

Wyprowadzone poprzednio wzory (31), (32) graficznie można przedstawić na rys. 14, gdzie współrzędne wykreślonej krzywej są miarą kosztu utrzymania chodnika w zależności od długości skrzydeł.

Z rysunku jasno wynikają właściwości funkcji (31), a głównie to, że funkcja ta przy dwuskrzydłowej eksploatacji rzeczywiście ma minimum, a jej wartość w zmiennym członie jest przy eksploatacji jednoskrzydłowej dwa razy większa niż przy eksploatacji dwuskrzydłowej.

Należy przy tym podać, że wartość funkcji (31) w pobliżu minimum zmienia się nieznacznie przy znacznych wahaniach



Rys. 14. Zmiana kosztu utrzymania chodnika zależnie od długości skrzydeł obszaru eksploatacyjnego

zmienniej niezależnej, czyli że znacznym przyrostom Δx odpowiadają małe przyrosty Δy . Stąd pomimo obliczonego minimum, które zachodzi tylko w jednym punkcie, gdy $x = \frac{l_0}{2}$, można dla rozważań praktycznych przyjąć, że to minimum ma swe uzasadnienie również w pewnym przedziale, w którym wartość funkcji nieznacznie różni się od R_{min} . Dla omawianego przykładu oznacza to, że całkowity koszt utrzymania chodnika będzie rzeczywiście najmniejszy przy podziale obszaru na dwa równe skrzydła, ale odchylenie od punktu $\frac{l_0}{2}$ w pewnym ograniczonym przedziale nie będzie miało praktycznego znaczenia. Wynika to z wykresu podanego na rys. 14, jak również z następujących rozważań

$$x = k \cdot \frac{l_0}{2} \quad (35)$$

gdzie

x — dowolna długość skrzydła ($0 \leq x \leq l_0$),

k — współczynnik charakteryzujący stosunek x do najkorzystniejszej długości skrzydła $\frac{l_0}{2}$

Odejmując od całkowitego kosztu utrzymania chodnika koszty minimalne

$$f(x) - f\left(\frac{l_0}{2}\right) = \frac{r_1 \cdot l_0^2}{4L} \cdot (k^2 - 2k + 1) \quad (36)$$

można otrzymać wysokość nadpłat na utrzymanie chodnika w przypadku niepodzielenia obszaru eksploatacyjnego na dwa równe skrzydła.

Wyniki tych obliczeń zestawiono w tabl. 5.

Nadpłaty na utrzymanie chodnika

k	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8
Nadpłaty	1,0	0,81	0,64	0,49	0,3	0,25	0,16	0,07	0,04

Jak wynika z tablicy 5, podział obszaru (poła) na dwa skrzydła o długości różnej od siebie (mniejszej lub większej) o 20%, wpływa na zmianę kosztów utrzymania chodnika o 4%.

Uogólniając powyższe rozważania można stwierdzić, że dla rozwiązań praktycznych obliczone minimum ma znaczenie orientacyjne, co znajduje również potwierdzenie w tym, że wartości parametrów obliczeniowych najczęściej są znane tylko w pewnym przybliżeniu. Dlatego szukając minimum wartości funkcji chodzi nie tylko o znalezienie punktu ekstremalnego, lecz również przylegającego do niego pewnego przedziału, w którym minimum wartości funkcji mogłoby być bez większych odchyłeń przyjmowane. Ma to szczególne znaczenie w przypadkach, kiedy do obliczeń trzeba wprowadzić dodatkowe dane.

W warunkach istnienia pewnego przedziału wprowadzenie dodatkowych danych nie będzie miało wpływu na ostateczne rozwiązanie.

16. WYBÓR RODZAJU OBUDOWY WYROBISK KORYTARZOWYCH ZE WZGLĘDU NA KOSZTY ICH DRAŻENIA I UTRZYMANIA

Wyrobiska obudowuje się drewnem, cegłą, betonem, betoni-tami lub metalem. Wybór rodzaju obudowy zależy od warunków górotworu, przeznaczenia i czasu trwania wyrobiska, a w pewnej

mierze także od jego kształtu. Rodzaj obudowy jest ściśle związany z kosztami prowadzenia i utrzymania wyrobiska.

Jednorazowe koszty obudowy drewnem są niższe od kosztów obudowy metalowej, murowej itd., utrzymanie obudowy natomiast jest kosztowniejsze. Porównanie kosztów prowadzenia i utrzymania wyrobisk przy różnych rodzajach obudowy daje podstawy dla wyboru rodzaju obudowy.

Oznaczmy

k_d — koszt prowadzenia 1 m wyrobiska obudowanego drewnem,

r_d — koszt utrzymania 1 m wyrobiska w jednostce czasu,

k_b i r_b — koszty przy obudowie betonowej.

Koszty prowadzenia i utrzymania wyrobiska długości l w czasie trwania t wyrażą się wzorem:

Tablica 5

w zależności od k

0,9 0,01	1,0 0	1,1 0,01	1,2 0,04	1,3 0,07	1,4 0,16	1,5 0,25	1,6 0,36	1,7 0,49	1,8 0,64	1,9 0,81	2,0 1,0
-------------	----------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------	------------

przy obudowie drzewnej

$$R_d = k_d \cdot l + r_d \cdot l \cdot t \quad (37)$$

przy obudowie betonowej

$$R_b = k_b \cdot l + r_b \cdot l \cdot t \quad (38)$$

Stosowanie obudowy betonowej jest korzystniejsze, gdy

$$k_d + r_d \cdot t > k_b + r_b \cdot t \quad (39)$$

skąd dla tego przypadku

$$t > \frac{k_b - k_d}{r_d - r_b} \quad (40)$$

Przykład. Określić rodzaj obudowy wyrobiska przy następujących danych:

Przekop o przekroju 10 m²

$k_b = 5000$ zł/m

$k_d = 3600$ zł/m

$r_b = 180$ zł/r/m

$r_d = 520$ zł/r/m

$$t = \frac{5000 - 3600}{520 - 180} \approx 4 \text{ lat}$$

Dla przytoczonego przykładu do 4 lat trwania chodnika korzystniejsza jest obudowa drewnem, przy dłuższym istnieniu celowa jest obudowa betonowa.

Można również rozwiązać inne zagadnienie: określić koszt utrzymania 1 m/rok wyrobiska w obudowie drzewnej, od którego począwszy opłaci się wykonać wyrobisko w obudowie betonowej. W tym celu należy rozwiązać niżej podaną nierówność względem r_d :

$$k_d + r_d \cdot t > k_b + r_b \cdot t \quad (41)$$

$$r_d > \frac{k_b - k_d}{t} + r_b \quad (42)$$

W celu rozwiązania tego samego zagadnienia dla przypadku, gdy w okresie t lat wyrobisko drażone jest z jednakową prędkością do długości l m i w tym samym okresie jest utrzymywane, można podać, że wtedy koszt drażenia i utrzymania 1 m wyrobiska wynosi:

dla obudowy drzewnej

$$k_d + \frac{r_d \cdot t}{2} \quad (43)$$

dla obudowy betonowej

$$k_b + \frac{r_b \cdot t}{2} \quad (44)$$

Granica opłacalności obudowy drzewnej odpowiada nierówności

$$k_d + \frac{r_d \cdot t}{2} < k_b + \frac{r_b \cdot t}{2} \quad (45)$$

skąd otrzymuje się górną granicę dla obudowy drzewnej

$$t < \frac{2(k_b - k_d)}{r_d - r_b} \quad (46)$$

i wtedy

$$r_d < \frac{2(k_b - k_d)}{t} + r_b \quad (47)$$

17. KOSZTY PRZEWIETRZANIA WYROBISK

Przewietrzanie wyrobisk odgrywa doniosłą rolę w pracy kopalni. Dostateczna ilość powietrza, odpowiednie rozproszanie go do miejsc pracy są niezmiernie ważne z punktu widzenia dobrego samopoczucia górnika, jego bezpieczeństwa i zdrowia;

poza tym dobre przewietrzanie przyczynia się wydatnie do zwiększenia wydajności, pracy górników.

Przepływ powietrza przez wyrobisko związany jest z zużyciem pewnej ilości energii potrzebnej do jego rozprowadzenia. Wynika więc z powyższego, że miarą kosztów przewietrzania wyrobiska jest koszt energii zużytej na jego wentylację.

Jeżeli oznaczymy przez:

Q — ilość powietrza przepływającą przez wyrobisko, m^3/sek ,

h — depresję powodującą ruch powietrza w wyrobisku, mm sł. H_2O ,

to moc (teoretyczna) niezbędna do przeprowadzenia Q m^3/sek powietrza przez wyrobisko wyniesie

$$N_{\text{teor}} = \frac{Q \cdot h}{102} \text{ kW} \quad (48)$$

Po wprowadzeniu do powyższego wzoru współczynników sprawności rzeczywisty pobór mocy wyniesie

$$N = \frac{Q \cdot h}{102 \cdot \eta} \text{ kW} \quad (49)$$

gdzie

$$\eta = \eta_w \cdot \eta_s \cdot \eta_t$$

przy czym

η_w — współczynnik sprawności wentylatora,

η_s — współczynnik sprawności napędowego silnika elektrycznego,

η_t — współczynnik sprawności transformatora i sieci.

Przy obliczeniach wartość praktyczną dla η przyjmuje się równą 0,5 do 0,6.

Z kursu aerologii górniczej wiadomo, że wielkość depresji określa się wzorem

$$h = \alpha \cdot \frac{l \cdot P}{S^3} \cdot Q^3 \text{ mm sł. } H_2O$$

gdzie

α — współczynnik oporu aerodynamicznego,

l — długość wyrobiska, m,

P — obwód wyrobiska, m,

S — przekrój wyrobiska, m^2 ,

Q — ilość powietrza, m^3/sek .

Podstawiając wielkość depresji do wzoru (49) mocy rzeczywistej, otrzymuje się dla N

$$N = \alpha \cdot \frac{l \cdot P \cdot Q^3}{102 \cdot S^3 \cdot \eta} \text{ kW} \quad (50)$$

Oznaczając czas istnienia wyrobiska przez t lat wielkość energii E zużytej w tym czasie wyniesie

$$E = \alpha \cdot \frac{l \cdot P \cdot Q^3}{102 \cdot S^3 \cdot \eta} \cdot 24 \cdot 365 \cdot t \quad \text{kWh} \quad (51)$$

Wobec tego koszt energii, przy cenie k_e zł za 1 kWh, wyrazi się wzorem

$$R_E = \alpha \cdot \frac{l \cdot P \cdot Q^3 \cdot 24 \cdot 365 \cdot t \cdot k_e}{102 \cdot S^3 \cdot \eta} \quad \text{zł} \quad (52)$$

18. WYBÓR RODZAJU OBUDOWY WYROBISKA W ZALEŻNOŚCI OD KOSZTÓW DRAŻENIA, UTRZYMANIA I ENERGII PRZEWIETRZANIA

Sposób wyboru rodzaju obudowy podany w ustępie 16 można uzupełnić przez wprowadzenie do obliczeń kosztów energii przewietrzania. Zadanie to można rozwiązać w następujący sposób:

Wzór (52), przy założeniu, że $P = c \sqrt{S}$ ¹⁾ a $l = 1$ m, można przedstawić w następującej postaci

$$R_E = \frac{m \cdot \alpha \cdot c \cdot t}{S^{2,5}} \quad (53)$$

gdzie

$$m = \frac{24 \cdot 365 \cdot Q^3 \cdot k_e}{102 \cdot \eta}$$

Po wprowadzeniu powyższych danych do wzoru (39) otrzymuje się

$$k_d + r_d \cdot t + \frac{m \cdot \alpha_1 \cdot c_1 \cdot t}{S_1^{2,5}} > k_b + r_b \cdot t + \frac{m \cdot \alpha_2 \cdot c_2 \cdot t}{S_2^{2,5}} \quad (54)$$

skąd

$$t > \frac{k_b - k_d}{\left(r_d + \frac{m \cdot \alpha_1 \cdot c_1}{S_1^{2,5}}\right) - \left(r_b + \frac{m \cdot \alpha_2 \cdot c_2}{S_2^{2,5}}\right)} \quad (55)$$

lub w formie rozwiniętej

$$t > \frac{k_b - k_d}{(r_d - r_b) + \frac{24 \cdot 365 \cdot Q^3 \cdot k_e}{102 \cdot \eta} \cdot \left(\frac{\alpha_1 \cdot c_1}{S_1^{2,5}} - \sqrt{\frac{\alpha_2 \cdot c_2}{S_2^{2,5}}}\right)} \quad (56)$$

¹⁾ Patrz ustęp 19. Ustalenie gabarytów wyrobisk korytarzowych.

Wzory (55) i (56) dają optymalną wartość t , poniżej której obudowa drzewna, przy uwzględnieniu kosztów przewietrzania wyrobiska, będzie mogła być stosowana w warunkach bardziej ekonomicznych niż obudowa betonowa.

Ogólnie można stwierdzić, że w przypadku gdy wyrobiskiem płynie duża ilość powietrza oraz przy obudowach, których współczynniki aerodynamicznego oporu znacznie się różnią (wyrobiska w obudowie betonowej $\alpha = 0,0004$, a dla obudowy drzewnej $\alpha = 0,0011 - 0,0016$), korzystniej jest stosować obudowę betonową. W przypadku stosowania obudowy drzewnej i żelaznej, których współczynniki α są do siebie zbliżone, wprowadzenie do omawianych obliczeń kosztów przewietrzania wyrobisk jest zbędne.

19. USTALENIE GABARYTÓW WYROBISK KORYTARZOWYCH

Przekroje wyrobisk można wyznaczyć:

- analitycznie — na podstawie optymalnych kosztów,
- technicznie — metodą minimalnych obrysów.

19.1. Określenie optymalnego przekroju wyrobiska korytarzowego metodą analityczną

Na wstępie należy określić zależność przekroju wyrobiska od jego obwodu. Ogólnie zależność tę można przedstawić w postaci

$$P = c \cdot \sqrt{S} \quad (57)$$

gdzie c oznacza stałą współczynnik zależny od kształtu wyrobiska; dla różnych wyrobisk jest on różny.

- Dla wyrobisk o przekroju kwadratowym (lub zbliżonym) o długości boku a

$$P = 4a; S = a^2; a = \sqrt{S}; P = 4 \cdot \sqrt{S}; \quad c = 4$$

- Dla wyrobisk o przekroju kołowym i promieniu r

$$P = 2 \cdot \pi r; S = \pi r^2; P = 2\pi \sqrt{\frac{S}{\pi}};$$

$$r = \sqrt{\frac{S}{\pi}}; P = 3,54 \sqrt{S}; \quad c = 3,54$$

- Dla wyrobiska sklepieniowego

$$P = 3,8 \sqrt{S}; \quad c = 3,8$$

L. D. Szewiakow przyjmuje zależność przekroju wyrobiska od obwodu

$$P = 4,16 \cdot \sqrt{S} \quad (58)$$

natomiast Pokrowski

$$P = \beta \cdot S \quad (59)$$

gdzie β oznacza współczynnik zależny od rodzaju i kształtu wyrobiska (tabl. 6).

Tablica 6

Wielkość współczynnika β

Kształt wyrobiska	Chodnik jednorowowy	Chodnik dwutorowy
Trapezoidalny	1,8	1,7
Sklepieniowy	1,7	1,3

Po dodaniu wzorów (15), (21) i (52) zakładając, że $l = 1$ m i po podstawieniu za $P = c \sqrt{S}$, całkowity koszt wyrobiska można przedstawić w postaci

$$f(S) = a + b \cdot S + b_1 \cdot S + \frac{24 \cdot 365 \cdot \alpha \cdot c \cdot t \cdot Q^3 \cdot k_e \cdot l}{102 \cdot S^{2,5} \cdot \eta} \quad (60)$$

gdzie

$$b_1 = \frac{a' \cdot t}{f_1 + f_2}$$

Oznaczając przez

$$k_1 = b + b_1$$

$$k_2 = \frac{24 \cdot 365 \cdot \alpha \cdot c \cdot t \cdot Q^3 \cdot k_e \cdot l}{102 \cdot \eta}$$

$$k_3 = a$$

wzór (60) przyjmie postać

$$f(S) = k_1 \cdot S + \frac{k_2}{S^{2,5}} + k_3 \quad (61)$$

Optymalny przekrój wyrobiska S_0 znajdujemy przez zróżniczkowanie funkcji $f'(S) = 0$, czyli

$$k_1 = \frac{2,5 k_2}{S^{3,5}} = 0 \quad (62)$$

skąd

$$S_0 = \sqrt[3,5]{\frac{2,5 k_2}{k_1}} = \sqrt[3,5]{\frac{2,5 \cdot 24 \cdot 365 \cdot \alpha \cdot c \cdot t \cdot k_e \cdot Q^3 \cdot l}{102 \cdot \eta \cdot (b + b_1)}} \text{ m}^3 \quad (63)$$

19.2. Określenie optymalnego przekroju wyrobiska korytarzowego metodą graficzną

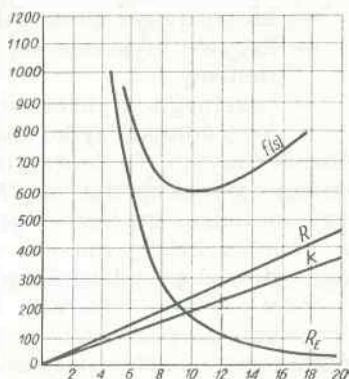
Rozwiązanie graficzne sprowadza się do wykreślenia na podstawie zadanych parametrów funkcji

$$f(S) = a + b \cdot S + b_1 \cdot S + \frac{24 \cdot 365 \cdot \alpha \cdot c \cdot t \cdot Q^3 \cdot k_e \cdot l}{102 \cdot \eta \cdot S^{2,5}}$$

I tak:

- wyrażenie $a + b \cdot S$ — przedstawia prostą rosnącą ze zwiększeniem S (są to koszty drażenia wyrobiska),
- wyrażenie $b_1 \cdot S$ — przedstawia również prostą o podobnym przebiegu (są to koszty utrzymania wyrobiska),
- wyrażenie $\frac{24 \cdot 365 \cdot \alpha \cdot c \cdot t \cdot Q^3 \cdot k_e \cdot l}{102 \cdot \eta \cdot S^{2,5}}$ — przedstawia hiperbolę (są to koszty energii przewietrzania).

Wartości wyrażeń nanosi się na układ współrzędnych S i $f(S)$. Otrzymane z każdego wyrażenia punkty łączy się i otrzymuje się



Rys. 15. Najkorzystniejszy przekrój wyrobiska jako funkcje kosztów

trzy krzywe. Następnie graficznie dodaje się te krzywe i w wyniku otrzymuje się krzywą sumaryczną $f(S)$, której najniższy punkt określa szukany przekrój wyrobiska (rys. 15). Wyznaczony w ten sposób przekrój wyrobiska należy następnie sprawdzić ze względu na dopuszczalną prędkość powietrza.

19.3. Porównanie metody analitycznej i graficznej

Metoda analityczna

Zalety:

- rozwiązanie analityczne podaje ogólne zależności, z których można łatwo wnioskować o wpływie dowolnego parametru na wynik rozwiązywanego zagadnienia;

- gdy zadanie sprowadza się do ustalenia ekstremalnych wartości funkcji, wówczas sposobem analitycznym można wykonać to prosto i prędko.

Wady:

- trudno wykryć popełnione przy obliczeniach błędy;
- przy ekstremalnym rozwiązaniu znajduje się tylko jeden punkt optymalny, a zmiana całej funkcji w interesującym nas przedziale wymaga dodatkowych badań oraz obliczeń.

Metoda graficzna

Zalety:

- jest prosta i bardziej pogładowa, łatwo można wykryć popełnione błędy;
- bardziej widoczny jest wpływ poszczególnych parametrów na całą funkcję;
- widoczny jest przebieg całej funkcji;
- jest bardziej elastyczna i uniwersalna.

Wady:

- kłopotliwe i pracochłonne obliczenia wstępne;
- krzywe wykreśla się tylko dla konkretnych wartości parametrów;
- przebiegu wykreślonych krzywych nie można uogólniać, lecz odnosić tylko do konkretnych przypadków.

Można przyjąć, że teoretycznie metoda analityczna jest dokładniejsza, jednakże dla użytku praktycznego osiągana dokładność przy metodzie graficznej jest wystarczająca; o wyborze metody, za pomocą której ma się rozwiązać dane zagadnienie, powinna zdecydować przydatność praktyczna.

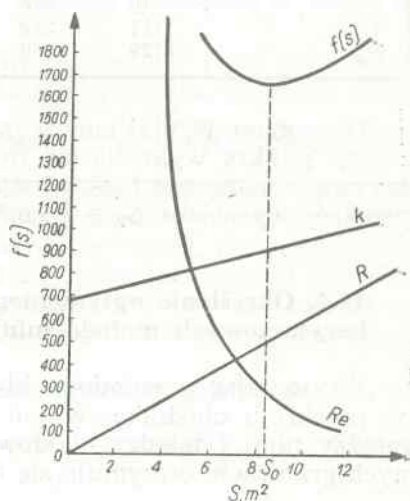
Przykład. Określić optymalny przekrój wyrobiska korytarzowego na podstawie kosztów drążenia, utrzymania i przewietrzania przy następujących danych:

$c = 4$	— obudowa drzewna,
	— współczynnik zależny od kształtu wyrobiska
$f_1 + f_2 = 4,5$	— współczynniki Protodiakonowa
$\alpha = 0,0012$	— współczynnik oporu aerodynamicznego
$t = 5 \text{ lat}$	— czas trwania wyrobiska
$Q = 30 \text{ m}^3/\text{sek}$	— ilość przepływającego powietrza
$\eta = 0,5$	— współczynnik sprawności wentylatora
$k_e = 0,5 \text{ zł/kWh}$	— koszt energii
$a' = 50$	— współczynnik zależny od kosztów robocizny i materiałów
$b = 25$	— patrz wzór (15)
$b_1 = \frac{a' \cdot t}{f_1 + f_2}$	— koszt utrzymania wyrobiska

$$S_0 = \sqrt[3,5]{\frac{2,5 \cdot 24 \cdot 365 \cdot \alpha \cdot c \cdot t \cdot k_e \cdot Q^3}{102 \cdot \eta \cdot (b + b_1)}}$$

podstawiając dane do wzoru

$$S_0 = \sqrt[3,5]{\frac{2,5 \cdot 24 \cdot 365 \cdot 0,0012 \cdot 4 \cdot 5 \cdot 0,5 \cdot 30^3}{102 \cdot 0,5 \cdot (25 + 56)}} = 8,4 \text{ m}^2$$



Rys. 16. Graficzny sposób określenia optymalnego przekroju wyrobiska na podstawie kosztów drażenia (k), utrzymania (R), energii przewietrzania (R_E)

Obliczony przekrój sprawdza się na dopuszczalną prędkość powietrza

$$v = \frac{30}{8,4} = 3,6 \text{ m/sek}$$

co zgodne jest z przepisami.

Metoda graficzna

Dla podanych parametrów ustalimy optymalny przekrój wyrobiska

- koszt drażenia (dla warunków polskich patrz wzór (15) $k = 690 + 25 \cdot S$
- koszt utrzymania $r = \frac{250}{4,5} \cdot S$
(patrz wzór (21))
- koszt energii przewietrzania

$$R_E = \frac{24 \cdot 365 \cdot 0,0012 \cdot 4 \cdot 5 \cdot 0,5 \cdot 30^3}{102 \cdot 0,5 \cdot S^{2,5}}$$

Dla ułatwienia — obliczenia można prowadzić na podstawie tablicy 7.

Tablica 7

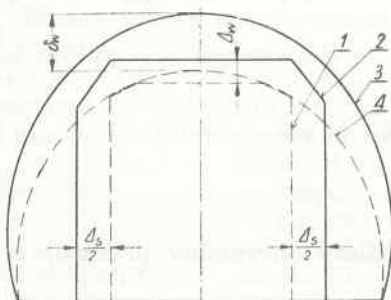
Rodzaje kosztów prowadzenia wyrobisk korytarzowych w zależności od przekroju S

Rodzaj kosztów	S, m^2					
	2	4	6	8	10	12
k	740	790	840	890	940	990
r	111	222	333	444	555	666
R_E	9729	1738	630	306	176	111

Otrzymane wyniki nanosi się na układ współrzędnych $f(S)$ i S . Łącząc punkty wykreśla się trzy krzywe, które po dodaniu dają krzywą sumaryczną $f(S)$, a najniższy jej punkt ustala optymalny przekrój wyrobiska $S_0 = 8,4 m^2$ (rys. 16).

19.4. Określenie optymalnego przekroju wyrobisk korytarzowych metodą minimalnych obrysów

Wrysowując przedmioty, które stale lub chwilowo znajdują się w przekroju chodnika, w ten sposób, aby wzajemne odległości między nimi i między obudową utrzymane były w dopuszczalnych granicach, otrzymuje się obrysy chodnika. Obrys 1 (rys. 17)



Rys. 17. Przekrój wyrobiska

jest obrysem najmniejszym. Powiększając jego wysokość o Δw , a szerokość $\frac{\Delta S}{2}$, to jest o te wielkości, o jakie pod wpływem ciśnienia z biegiem czasu obniży się obudowa wyrobiska, otrzymujemy obrys 2. Wielkości Δw i $\frac{\Delta S}{2}$ nie powinny być mniejsze od 0,20 m.

Obrys 3 przedstawia przekrój wyrobiska w wylomie przed umieszczeniem obudowy LP. Ostatecznie chodnik otrzyma kształt obrysu 4, gdy obudowa pod działaniem ciśnienia górotworu osiadzie, zmniejszając przekrój wyrobiska w wylomie o δ_w .

Odpowiedni przekrój znajduje się w tablicach normalizacyjnych. Analogicznie postępuje się przy wyznaczeniu chodników o innych przekrojach.

Do znormalizowania chodników wielce przyczynili się inżynierowie: Ajdukiewicz i Zajdel, których opracowanie stało się podstawą normalizacji.

Porównując przekrój chodników w świetle F_s z przekrojem w wylomie F_w , otrzymuje się wskaźnik przyrostu wybranej skały.

Wskaźnik $\frac{F_w}{F_s}$ często osiąga wielkość 1,5, a nawet dochodzi do 2 i jest tym większy, im większy jest wylom. Zachodzi to przy niegospodarnym prowadzeniu wyrobisk i wywołane jest najczęściej wadliwą robotą strzelniczą. Przekroje wyrobisk w wylomie wyznaczane są z przesadą, przez co nie tylko marnotrawi się robociznę, materiały wybuchowe, materiał obudowy, ale osłabia się też otoczenie wyrobiska, co powoduje następnie zwiększone koszty utrzymania.

Prawidłowe prowadzenie robót korytarzowych sprowadza się do zachowania minimalnego stosunku $\frac{F_w}{F_s}$, który nie powinien być większy od 1,1 do 1,25.

20. TOK POSTĘPOWANIA PRZY WYZNACZANIU PRZEKROJÓW WYROBISK KORYTARZOWYCH

Prawidłowy przekrój wyrobiska korytarzowego, przy uwzględnieniu warunków podanych w podrozdziale 9, wyznacza się, w zależności od jego przeznaczenia:

- środkami transportowymi,
- wyposażeniem,
- ilością powietrza, którą wyrobisko musi przepuścić.

Potrzebną szerokość wyrobiska w obudowie drzewnej, mieszanej lub murowej otrzymuje się przez dodanie do siebie:

- szerokości urządzeń transportowych,
- wielkości obowiązujących odstępów,
- szerokości przejścia dla ludzi.

Dane te podane są w tablicach: 8, 9, 10, 11, 12.

Do budowy torów należy używać podkładów impregnowanych podanych w tablicy 11.

Wymiary lokomotyw i wozów

Rodzaj środka transportowego	Szerokość m	Wysokość m
Lokomotywy		
przewodowe LD1	0,94	1,50
przewodowe LD2	1,05	1,50
przewodowe LD3/1	1,215	1,50
przewodowe LD3/2	1,33	1,50
przewodowe LD3	1,48	1,50
akumulatorowe	0,98	
powietrzne	0,98	
Wozy		
0,700 m ³	0,768	1,10
0,868 m ³	0,868	1,30
1,25 m ³	0,958	1,30
3,0 m ³	1,10	1,30
3,25 m ³ z pochylanymi ścianami bocz- nymi	1,04	1,48

Tablica 9

Szerokość przenośników taśmowych

Szerokość taśmy mm	Szerokość konstrukcji nośnej mm
650	1080
800	1280
1000	1480
1200	1730
1400	1930

Odstępy między podkładami należy przyjmować według tablicy 12.

Tory kopalniane należy układać na podsypce grubości pod podkładami co najmniej 0,10 m.

W wyrobiskach możliwe są następujące rodzaje przewozu:

- przewóz jednotorowy,
- przewóz dwutorowy,
- przewóz trzyszynowy,
- odstawa przenośnikami,
- przewóz przenośnikiem i torem.

Obliczenie szerokości chodnika dla powyższych przypadków:

- $l = a + b + c$
- $l = 2a + 2b + c$

Minimalne odstępów ruchowe

Od	Do	Odstęp, m	
		poziomy	pionowy
Obudowy (ociosu, sklepienia)	urządzeń przewozowych	0,25	0,25
	urządzeń odstawy (przenośników)	0,40	1,00
	rurociągów	0,10	0,10
Urządzeń przewozu	urządzeń przewozu	0,25	—
	urządzeń odstawy (przenośników)	0,25	—
	rurociągów	0,25	0,25
	dolnej krawędzi dźwigara (przy odstawie liną)	—	0,40
Przewodu ślizgowego	obudowy chodnika	0,55	0,20
	stałego urządzenia w chodniku	0,55	0,20
	główki szyny	—	2,0
Pośredniaka	urządzeń przewozu lub odstawy	0,25	—
	rurociągów	0,10	—

$$c. — l = a + b + c + p + g$$

$$d. — l = d + e + c$$

$$e. — l = d + e + a + b + c$$

gdzie

l — szerokość wyrobiska w świetle,

a — stały odstęp elektrowozu lub wozu od ociosu, 0,25 m,

b — wymiar najszerszego środka transportowego,

c — szerokość przejścia dla ludzi 0,7 lub 0,9 m,

d — stały odstęp przenośnika od ociosu, 0,40 m,

e — szerokość przenośnika,

g — szerokość główki szyny,

p — prześwit torów.

U w a g a: Gdy spodziewane jest zmniejszenie przekroju wyrobiska wskutek ciśnienia górotworu, należy dodać do obliczonej powyżej szerokości wyrobiska l pewną wartość Δl ; również do wysokości wyrobiska w z tych samych względów dodaje się wartość Δw

$$\Delta l = 0,04 \cdot w$$

$$\Delta w = 0,04 \cdot l$$

gdzie w oznacza wysokość wyrobiska w świetle.

Całkowitą szerokość i wysokość chodnika zaokrągla się w górę, np.:

Wymiary podkładów impregnowanych

Typ szyn	Wysokość podkładu mm	Szerokość podkładu mm	Długość podkładów	
			425 ÷ 525	525 ÷ 575
70/10	120	180	800	900
93/18,3	120	180	800	900
115/24	140	200	800	900
130/36	140	220	—	—

U w a g a. Znormalizowany prześwit torów: 600, 750, 900 mm.

Typy szyn:

— szyny 70/10 — stosuje się przy torach układanych wzdłuż przenośników w chodnikach wentylacyjnych oraz w chodnikach poziomych z przewozem ręcznym, jeśli pojemność wozu nie przekracza 1,5 m³,

$$l = 2,8 \text{ m}$$

$$w = 2,0 \text{ m}$$

$$\Delta l = 0,08 \text{ m}$$

$$\Delta w = 0,112 \text{ m}$$

$$L = l + \Delta l = 2,88 \approx 2,9 \text{ m}$$

$$W = w + \Delta w = 2,112 \approx 2,2 \text{ m}$$

W przypadku gdy wyrobisko projektuje się na łukach wszystkie odstępły ruchowe należy powiększyć o stałą wartość, którą dobiera się z PTEKW § 570, tablica 3. Przy stosowaniu pośredniaka do obliczonej szerokości wyrobiska l należy dodać średnicę pośredniaka s i stały odstęp 0,25 m; całkowita więc szerokość wyrobiska z pośredniakiem l' wyniesie

$$l' = l + s + 0,25 \text{ m}$$

Profil wyrobiska o obudowie podatnej ŁP dobiera się z norm przy uwzględnieniu urządzeń przewozowych oraz wyposażenia z zachowaniem obowiązujących odstępów oraz dopuszczalnego obniżenia odrzwi.

Minimalne szerokości przejścia dla ludzi, w zależności od przeznaczenia wyrobiska oraz prędkości jazdy pociągów, ilości transportowanego urobku i liczby ludzi przechodzących w ciągu zmiany, wynoszą 0,7 lub 0,9 m.

Sprawdzenie przekroju wyrobiska na prędkość przepływu powietrza

$$v = \frac{Q}{60 \cdot F} \text{ m/sek}$$

gdzie

v — prędkość przepływu, m/sek,

Q — ilość powietrza, m³/min,

F — przekrój wyrobiska, m².

Tablica 11

dla różnych typów szyn

w mm dla torów o prześwicie

575 ÷ 625	625 ÷ 675	675 ÷ 725	725 ÷ 785	900 ÷ 950	1050
1000	1100	1200	—	—	—
1000	1100	1200	1300	—	—
1000	1100	1200	1300	1600	1800
—	—	1200	1300	1600	1800

- szyny 93/18,3 — stosuje się w wyrobiskach jak wyżej przy pojemności wozu 1,5 do 2,5 m³,
 — szyny 115/24 i 130/36 — stosuje się we wszystkich głównych drogach przewozowych.

Tablica 12

Odstępy między podkładami

Typ szyn	Dopuszczalny nacisk jednego koła T	Dopuszczalna prędkość, m/sek, km/godz			
		8,3/30	5,5/20	2,8/10	1,4/5
		normalny odstęp podkładów, mm			
70/10	0,5	650	700	750	800
93/18,3	1,0	630	680	730	780
115/24	3,5	620	670	720	770
130/36	5	600	650	700	750

Tablica 13

Rodzaj wyrobiska	Prędkość przepływu powietrza m/sek		
	najmniejsza	zalecana	największa
Szyb lub szybik wydobywczy . .	—	8	12
Szyb lub szybik wentylacyjny . .	—	10	15
Szyb lub szybik zjazdowy materiałowy lub podsadzkowy . . .	—	6	8
Kanał wentylacyjny	—	10	15
Chodnik wentylacyjny główny . .	0,25	6	8
Chodnik transportowy główny . .	0,25	4	8
Chodnik oddziałowy	0,25	4	8
Wyrobisko przygotowawcze lub eksploatacyjne	0,25	—	4

Zalecane i maksymalne prędkości przepływu powietrza podaje tablica 13.

Gdy chodnik nie potrafi przepuścić żądanej ilości powietrza przy dopuszczalnej prędkości przepływu i gdy nie dysponuje się już większym typem obudowy znormalizowanej, powinny być

prowadzone dwa chodniki równoległe. Do drugiego chodnika należy wówczas przenieść przejście dla ludzi, rury i kable, zmniejszając jednocześnie przekrój pierwszego chodnika.

20.1. Projektowanie ścieku

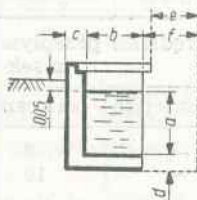
Ścieki w wyrobiskach korytarzowych lokalizuje się normalnie po stronie przejścia dla ludzi. Istnieją cztery wielkości znormalizowane ścieków o wymiarach podanych w tablicy 14. Odległość

Tablica 14

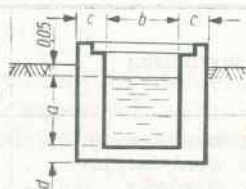
Znormalizowane wielkości ścieków

Wielkość ścieku	a m	b m
1	0,25	0,25
2	0,35	0,30
3	0,50	0,40
4	0,65	0,60

między najwyższym poziomem wody w ścieku a spagiem wyrobiska nie powinna być mniejsza niż 0,05 m. Ścieki wykonuje się w zasadzie z cegły lub betonu. Ścieki z prefabrykatów lub w obu-



Rys. 18. Ściek jednościenny



Rys. 19. Ściek dwuścienny

dowie drzewnej omówiono w Poradniku Górnika tom II, część II. Ścieki jednościennne należy projektować według rysunku 18 i tablicy 15.

Ścieki dwuściennne należy projektować według rys. 19. Dla wszystkich wymiarów ścieku należy przyjmować:

$$c = 0,25 \text{ m}$$

$$d = 0,12 \text{ m}$$

Projektowanie ścieków jednościennych

Nr ścieku	Ściek murowany				Ściek betonowy			
	<i>e</i> m	<i>f</i> m	<i>c</i> m	<i>d</i> m	<i>e</i> m	<i>f</i> m	<i>c</i> m	<i>d</i> m
1	0,38	0,51	0,25	0,12	0,3	0,45	0,15	0,05
2			0,25	0,12			0,15	0,05
3	0,51	0,64	0,25	0,12	0,4	0,55	0,15	0,05
4	0,64	0,77	0,25	0,12			0,15	0,05

dla muru z betonu:

$$c = 0,15 \text{ m}$$

$$d = 0,05 \text{ m}$$

Obliczenie przepustowości ścieku

$$Q = F \cdot v \cdot 60 \text{ m}^3/\text{min} \quad (64)$$

gdzie

Q — ilość przepływającej ściekiem wody, m³/min,

F — powierzchnia użytkowa ścieku, m²

$$v = c \cdot \sqrt{R \cdot i} \quad (65)$$

$$c = \frac{87}{1 + \frac{w}{\sqrt{R}}} \quad (66)$$

$$R = \frac{F}{U} \quad (67)$$

gdzie

v — prędkość przepływu wody, m/sek,

c — współczynnik,

R — promień hydrauliczny, m,

i — tangens kąta nachylenia ścieku,

U — obwód zwilżany, m ($U = 2a + b$),

w — współczynnik przepływu wody (dla cegły, betonu $w = 0,16$).

20.2. Przykłady

Przykład 1.

Zaprojektować wyrobisko korytarzowe metodą minimalnych obrysów przy następujących danych:

obudowa z cegły,

wyrobisko dwutorowe,
lokomotywy LD3,
prześwit torów 900 m,
wozy o pojemności 3 m³.
ilość przepływającej ściekiem wody $Q = 13 \text{ m}^3/\text{min}$,
tangens kąta nachylenia ścieku $i = 0,005$,
wskaźnik Protodiakonowa $f = 3$.

Obliczenie szerokości wyrobiska w świetle obudowy. Na podstawie podanych w tabl. 8 i 10 wymiarów lokomotyw, wozów, odstępów ruchowych oraz obowiązujących przepisów można obliczyć szerokość wyrobiska l :

$$l = 2a + 2b + c = 2 \cdot 0,25 + 2 \cdot 1,48 + 0,9 = 4,36 \text{ m}$$

gdzie

a — obowiązujące odstępów między ociosem i lokomotywą oraz odległość między lokomotywami, 0,25 m,

b — szerokość lokomotywy LD3, 1,48 m,

c — szerokość przejścia dla ludzi, 0,9 m.

Ostatecznie przyjmuje się szerokości wyrobiska w świetle $l = 4,40 \text{ m}$.

Obliczenie grubości obudowy. Grubość obudowy z cegły d oblicza się za pomocą wzoru (11)

$$d = \frac{4,4 \cdot a}{k \cdot \sqrt[3]{f}} \cdot \sqrt[3]{\frac{a}{h}} = \frac{4,4 \cdot 2,2}{16 \cdot \sqrt[3]{3}} \cdot \sqrt[3]{\frac{2,2}{1,28}} \approx 41,7 \text{ cm}$$

gdzie

h — strzałkę sklepienia daje wzór

$$h = \frac{a}{\sqrt[3]{f}} = \frac{l}{2\sqrt[3]{f}} - \frac{2,20}{\sqrt[3]{3}} = 1,28 \text{ m}$$

k — wytrzymałość muru na ściskanie dla obudowy z cegły przyjęto $k = 16 \text{ kG/cm}^2$.

Przyjmuje się grubość muru z dwóch cegieł równą 51 cm.

Grubość sklepienia przyjmuje się równą grubości murów prostych, a promień sklepienia (patrz wzór (13)):

$$r = \frac{a^2 + h^2}{2h} = \frac{2,2^2 + 1,28^2}{2 \cdot 1,28} \approx 2,53 \text{ m}$$

Obliczenie ścieku. Obliczenia przeprowadza się dla ścieku nr 3 (można dla dowolnego); wymiary podane są w tabl. 14 i w podrozdziale 20.1.

$$F = a \cdot b = 0,50 \cdot 0,40 = 0,2 \text{ m}^2$$

$$R = \frac{F}{U}$$

$$U = 2a + b = 2 \cdot 0,5 + 0,40 = 1,40 \text{ m}$$

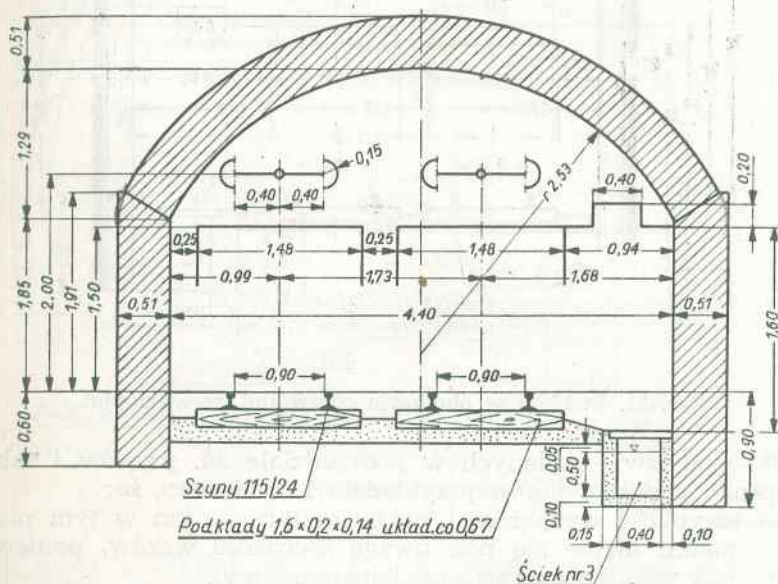
$$R = \frac{0,2}{1,4} = 0,143 \text{ m}$$

$$c = \frac{87}{1 + \frac{w}{\sqrt{R}}} = \frac{87}{1 + \frac{0,16}{\sqrt{0,143}}} = 61,5$$

$$v = c \sqrt{R \cdot i} = 61,5 \sqrt{0,143 \cdot 0,005} = 1,66 \text{ m/sek}$$

$$Q = F \cdot v \cdot 60 = 0,2 \cdot 1,66 \cdot 60 \approx 19,5 \text{ m}^3/\text{min}$$

Ponieważ Q obliczone jest większe od założonego i uwzględnia pewną rezerwę, przyjmuje się ściek nr 3.



Rys. 20. Przekop w obudowie murowej

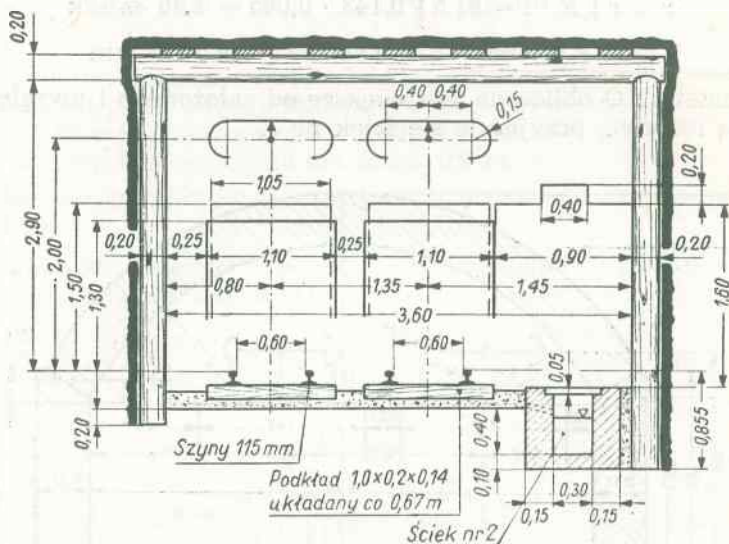
W przypadku gdyby obliczone Q było mniejsze od założonego, należałoby w podobny sposób przeprowadzić obliczenia dla ścieku nr 4 lub gdyby było znacznie większe — dla ścieku nr 2.

Na podstawie powyższych obliczeń oraz przepisów wykreśla się przekrój wyrobiska (rys. 20).

Przykład 2.

Zaprojektować wyrobisko korytarzowe metodą minimalnych obrysów przy następujących danych:

obudowa drewniana,
wyrobisko dwutorowe,
lokomotywy LD2,
wozy o pojemności 3 m^3 ,
ilość przepływającej ściekiem wody $Q = 5 \text{ m}^3/\text{min}$,
tangens kąta nachylenia ścieku $i = 0,005$,
prześwit torów 600 mm.



Rys. 21. Przekop w obudowie odrzwiami drewnianymi

Na podstawie podanych w podrozdziale 20. wzorów i tablic w sposób podobny jak w przykładzie 1. obliczono, że:

- szerokość wyrobiska $l = 3,60 \text{ m}$ (przy czym w tym przypadku bierze się pod uwagę szerokość wozów, ponieważ jest większa od szerokości lokomotywy),
- średnica stojaków i stropnic $d = 0,20 \text{ m}$,
- przyjęto ściek nr 2.

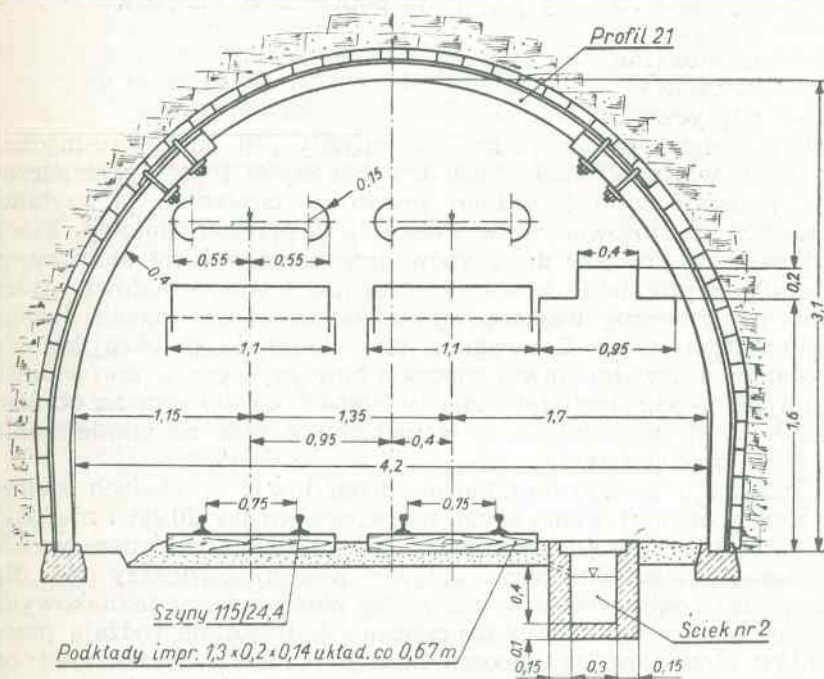
Przekrój tego wyrobiska przedstawiono na rys. 21.

Przykład 3.

Zaprojektować wyrobisko korytarzowe metodą minimalnych obrysów przy następujących danych:

obudowa LP,
 wyrobisko dwutorowe,
 lokomotywy LD2,
 wozy o pojemności 3 m^3 ,
 ilość przepływającej ściekiem wody $Q = 3 \text{ m}^3/\text{min}$,
 tangens kąta nachylenia ścieku $i = 0,005$,
 prześwit torów 750 mm .

Na podstawie powyższych danych i obowiązujących przepisów oblicza się szerokość i wysokość wyrobiska. Następnie w tabli-



Rys. 22. Przekop w obudowie LP

cach norm wyszukuje się taki profil obudowy, który odpowiada przyjętym założeniom. Do tablic tych dołączone są rysunki i wymiary określające przekrój wyrobiska w obudowie. Jeżeli przyjętym założeniom odpowiada kilka wariantów, to wybiera się taki, który zapewnia najkorzystniejsze rozmieszczenie urządzeń. Warunki te w podanym przykładzie spełnia profil LP-7/21 (rys. 22). Przyjęto ściek nr 2.

21. PROJEKTOWANIE PRZEKROJÓW WYROBISK PIONOWYCH (SZYBÓW)

Przekrój poprzeczny szybu wyznacza się graficznie w zależności od rodzaju naczyń wyciągowych, ich pojemności i wzajemnego ich rozmieszczenia w szybie. Ponadto w zależności od przeznaczenia szybu uwzględnia się przedziały rurowe, drabinowe, kałbowe itd.

Odległość między naczyniami wydobywczymi a obudową szybów, belkami szybowymi itd. określa PTEKW (§ 655). Wyróżnia się następujące kształty przekroju poprzecznego szybów:

- okrągłe,
- prostokątne,
- beczkowe,
- eliptyczne.

Dobór kształtu przekroju szybów zależy od fizyko-mechanicznych własności skał, czasu trwania szybu i jego przeznaczenia. Podstawowym kształtem przekroju poprzecznego szybów, powszechnie stosowanym w Polsce, jest przekrój kołowy, który jest najkorzystniejszy dla szybów przeznaczonych na długi okres trwania. Szyby takie powinny otrzymać trwałą obudowę, która zapewni znacznie większą wytrzymałość w warunkach dużego ciśnienia górotworu. Z uwagi na przewietrzanie, przekrój kołowy w obudowie trwałej stawia znacznie mniejszy opór w porównaniu z innymi przekrojami tej samej wielkości, co wpływa na obniżenie depresji wentylatora, a w związku z tym na zmniejszenie kosztów przewietrzania.

Przekroje prostokątne można projektować w skałach zwieźłych przy czasie trwania szybu nie większym jak 20 lat i niedużej głębokości. Przekroje prostokątne pozwalają na najlepsze wykorzystanie powierzchni przekroju, lecz powodują większy opór dla przepływającego powietrza niż szyby okrągłe (przy jednakowych powierzchniach przekroju poprzecznego). Pozostałe rodzaje przekrojów stosowane są obecnie bardzo rzadko. W zależności od kształtu przekroju szybu — stosunek powierzchni wykorzystanej do całej powierzchni przekroju wynosi:

prostokątnym	1,0
beczkowym	0,82
eliptycznym	0,8
okrągłym	0,77

Średnica projektowanego szybu zależy jest:

- a. Od funkcji, jaką dany szyb będzie spełniał, w związku z czym szyby można podzielić:

- ze względu na przewietrzanie:
 - wdechowe,
 - wydechowe,
 - ze względu na udział w procesie technologicznym:
 - wydobywcze,
 - wydobywczo-zjazdowo-materiałowe,
 - zjazdowo-materiałowe,
 - wentylacyjne,
 - wentylacyjno-materiałowo-podsadzkowe,
 - ze względu na rodzaj urządzeń wyciągowych:
 - klatkowe,
 - skipowe,
 - klatkowo-skipowe,
 - ze względu na liczbę przedziałów wydobywczych:
 - jednoprzędziałowe,
 - dwuprzędziałowe.
- b. Od projektowanej ilości przepływającego szybem powietrza.
- c. Od ekonomicznego rozmieszczenia urządzeń wyciągowych i pomocniczych.

21.1. Tok postępowania przy wyznaczaniu przekroju poprzecznego szybu

Przy założeniu że urobek wyciągany jest jednym szybem, projektowana zdolność wydobywcza W_{rp} tego szybu dla wydobywania W_{rb} powinna wynosić

$$W_{rp} = k_n \cdot W_{rb} \quad (68)$$

gdzie

W_{rb} — wydobywanie kopalni brutto, t/rok,

k_n — współczynnik nierównomierności (przyjmuje się według PTEKW § 690 ÷ 696: 1,15 dla szybów przeznaczonych wyłącznie do ciągnięcia urobku i 1,25 dla szybów do ciągnięcia urobku i dla innych celów),

skąd projektowana dobową zdolność wydobywczą szybu wynosi

$$W_{dp} = \frac{k_n \cdot W_{rb}}{N} \quad (69)$$

gdzie N oznacza liczbę dni pracy w roku.

Ponieważ praca wyciągu w okresie całej doby jest różna na poszczególnych zmianach, wygodniej jest określać godzinową zdolność produkcyjną szybu

$$W_{gp} = \frac{k_n \cdot W_{rb}}{N \cdot T} \quad (70)$$

gdzie T oznacza czas przeznaczony na ciągnięcie urobku godz/dobę. Czas przeznaczony na ciągnięcie urobku T zwykle przyjmuje się równy dwu zmianom produkcyjnym, pomniejszony o czas trwania czynności ubocznych. Oblicza go się w zależności od funkcji, jaką spełnia szyb. Przeciętnie T wynosi:

dla urządzeń klatkowych 13,5 godz
dla urządzeń skipowych 13,5 do 15 godz

Na bilans pracy wyciągu składa się czas przeznaczony na:

- ciągnięcie węgla,
- zjazd i wyjazd załogi,
- ciągnięcie skały płonnej,
- opuszczanie drewna, materiałów i sprzętu,
- codzienny przegląd elementów maszyny wyciągowej, urządzeń, obudowy, uzbrojenia szybu itd.

a. Przy wyciągach klatkowych istotną rzeczą jest liczba pięter klatki oraz to, czy wyładowanie wszystkich pięter odbywa się równocześnie, czy też z podciąganiem klatki.

Czas trwania jednego wyciągu klatkowego, czyli jednego cyklu równa się:

$$t_k = \frac{H_s}{v_s} + \frac{J_k}{J_p} \cdot t_w + \left(\frac{J_k}{J_p} - 1 \right) \cdot t_p \quad \text{sek} \quad (71)$$

gdzie

H_s — głębokość szybu, m,

v_s — średnia prędkość ciągnięcia urobku, m/sek, $v_s = 0,77 \div 0,85 v_{\max}$, gdzie $v_{\max} = 0,8 \sqrt{H_s}$,

J_k — liczba pięter klatki,

J_p — liczba pięter na nadszymbiu i podszybiu,

t_w — czas wymiany wozów na jednym piętrze, sek,

t_p — czas przestawienia klatki o jedno piętro, sek.

Według PTEKW (§ 694) przyjmuje się: przy równoczesnym załadowaniu i wyładowaniu $t_w = 10$ sek dla jednego piętra klatki z jednym wzorem i $t_w = 12$ sek z dwoma wozami oraz $t_p = 5$ sek dla przestawienia klatki o jedno piętro łącznie z sygnalizacją. Przy jednostronnym załadowaniu i wyładowaniu przyjmuje się $t_w = 30$ sek dla każdego piętra.

Czas trwania jednego wyciągu skipowego równa się:

$$t = \frac{H_s}{v_s} + G \cdot t_z \quad \text{sek} \quad (72)$$

gdzie

G — ładunek jednego skipu, t,

t_z — czas na załadowanie i wyładowanie 1 t, sek.

Według PTEKW (§ 694) przyjmuje się, w zależności od pojemności naczynia skipowego:

$t_z = 1,5 \text{ sek/t}$ przy $G \leq 5 \text{ t}$ $t_z = 1 \text{ sek/t}$ przy $G > 5 \text{ t}$

U w a g a: Dla uproszczenia w dalszych obliczeniach przez t określa się czas trwania jednego wyciągu (klatkowego lub skipowego). Ilość wyciągów na godzinę wynosi

$$\frac{3600}{t} \text{ wyciągów/godz} \quad (73)$$

W praktyce czas trwania jednego cyklu t określa się na podstawie analizy wykresu szybkościomierza (tachografu). Pojemność użyteczna naczynia wyciągowego (klatki lub skipu) wynosi

$$G = \frac{k_n \cdot W_{rb} \cdot t}{3600 \cdot T \cdot N} \quad t \quad (74)$$

Objętość naczynia wyciągowego wynosi

$$V = \frac{G}{\gamma} = \frac{k_n \cdot W_{rb} \cdot t}{3600 \cdot T \cdot N \cdot \gamma} \quad \text{m}^3 \quad (75)$$

gdzie γ oznacza ciężar objętościowy kopaliny, t/m^3 .

b. Czas zjazdu bądź wyjazdu załogi jednej zmiany oblicza się za pomocą wzoru

$$T_L = \frac{1}{3600} \cdot \frac{A_L}{N_L} \cdot \left(\frac{H_s}{v_L} + t_L \right) \quad \text{godz} \quad (76)$$

gdzie

A_L — liczba ludzi jednej zmiany zjeżdżającej lub wyjeżdżającej szybem,

N_L — liczba ludzi mieszczących się w klatce,

v_L — średnia szybkość jazdy z ludźmi, m/sek , przy $H_s = 400 \text{ m}$, $v_L = 12 \text{ m}/\text{sek}$,

t_L — czas na wsiadanie i wysiadanie załogi, sek .

Liczbę ludzi w klatce, czas na wsiadanie i wysiadanie oraz prędkość jazdy podają PTEKW. Dla klatek kilkupiętrowych do powyższych wartości dodaje się po 5 sek na każde przestawienie klatki. Ponadto do T_L dolicza się około 20% T_L na zjazd personelu nadzorczego i naprawczego.

c. Czas wydobywania skały płonnej oblicza się na podstawie ilości kamienia przewidzianego planem robót górniczych z uwzględnieniem współczynnika rozluźniania skały oraz stopnia załadowania wozów kamieniem (1/2 do 3/4 pojemności wozów). Ilość wydobywanego kamienia zależy również od możliwości użycia go w charakterze podsadzki suchej lub częściowego pozostawienia go w tzw. kieszeniach na dole. Czas wyciągania skały płonnej można obliczyć z następujących wzorów:

$$N_k = \frac{V_k \cdot k_r}{q_w \cdot b_k} \quad (77)$$

skąd

$$T_{ks} = \frac{N_k}{l_{wk}} \quad (78)$$

gdzie

N_k — liczba wozów wydobywanego kamienia,

V_k — ilość skały w caliznie przeznaczona do wydobycia szymbem, $m^3/\text{dobę}$,

k_r — współczynnik rozluźniania skały,

q_w — pojemność wozu kopalnianego, m^3 ,

b_k — stopień napełniania wozów kamieniem,

T_{ks} — czas wydobywania kamienia;

l_{wk} — liczba wozów kamienia wydobywanego w ciągu godz.

d. Czas opuszczania materiałów ustala się na podstawie ich zapotrzebowania.

e. Czas potrzebny na codzienne przeglądy urządzeń oraz remonty podają PTEKW (§ 695).

Po dodaniu wszystkich czasów związanych z funkcją spełnianą przez szyb otrzymuje się *bilans pracy szybu*. Na podstawie obliczonej pojemności naczynia wyciągowego można zaprojektować ilość przedziałów w szybie oraz rodzaj naczyń. W ten sposób gabaryty urządzeń wyciągowych decydują o doborze odpowiedniej średnicy szybu. Dobrany przekrój szybu w świetle sprawdza się na prędkość przepływu powietrza, po czym przyjmuje się najbliższą większą znormalizowaną średnicę szybu. Po dodaniu do przyjętej średnicy szybu grubości obudowy otrzymuje się średnicę szybu w wylomie.

Znormalizowane średnice szybów w Polskim Przemysle Węglowym wynoszą: 4,0 m, 4,5 m, 5 m, 5,5 m, 6,0 m, 6,7 m, 7,2 m i 7,5 m (RN-53/MG-52600). Wspomniana norma zawiera również przykłady rozmieszczenia naczyń wydobywczych, przedziałów drabinowych, rurowych itp., w zależności od średnicy szybów. Przykłady te zestawiono w tablicy 16.

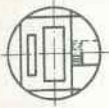
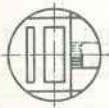
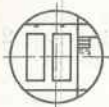
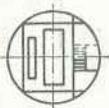
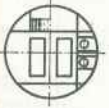
Na podstawie użytecznego ciężaru przyjętego naczynia wyciągowego, charakterystyki maszyny, głębokości szybu i przyjętej organizacji pracy można obliczyć rzeczywistą zdolność przesyłową (transportową) szybu

$$W_r = \frac{3600 \cdot T \cdot N \cdot G}{k_n \cdot t} \quad \text{t/rok} \quad (79)$$

gdzie G oznacza ciężar użyteczny naczynia wyciągowego, pozostałe oznaczenia jak wyżej.

21.2. Koszt głębenia, utrzymania i przewietrzania szybów

W zasadzie koszt głębenia, utrzymania i przewietrzania szybów oblicza się w podobny sposób, jaki podano w podrozdziałach

Przykładowe schematy rozmie- szczenia naczyń wyciągowych w szybie	Średnica szybu w świetle m	Urządzenia w szybie	Liczba przedzia- łów w szybie
	4,0	Skip 10 ton z przeciwwagą	1
	4,5	Skip 10 ton z przeciwwagą	1
	4,5	Dwa skipy 5 ton	1
	4,5	Skip 15 ton z przeciwwagą	1
	5,0	Klatka i kosz drzewny	1
	5,0	Dwa skipy 5 ton z przedziałem rurowym	1
	5,5	Dwie klatki	1

Przykładowe schematy rozmie- szczenia naczyń wyciągowych w szybie	Średnica szybu w świetle m	Urządzenia w szybie	Liczba przedzia- łów w szybie
	5,5	Dwa skipy 7,5 ton lub 10 ton	1
	6,7	W jednym przedziale dwie klatki, w drugim skip 15 ton z przeciwwagą	2
	6,7	W jednym przedziale dwa skipy 7,5 lub 10 ton, w drugim przedzia- le skip 15 ton z przeciwwagą	2
	7,2	W jednym przedziale dwie klatki, w drugim przedziale dwa skipy 7,5 lub 10 ton	2
	7,2	W jednym przedziale dwie klatki, w drugim przedziale dwa skipy 5 ton	2
	7,5	W jednym przedziale dwa skipy 7,5 lub 10 ton, w drugim przedzia- le dwa skipy 7,5 lub 10 ton	2
	7,5	W jednym przedziale dwie klatki, w drugim przedziale dwa skipy 7,5 lub 10 ton	2

12, 13, 17 dla ustalenia kosztów wyrobisk korytarzowych. Wprawdzie wraz z głębokością szybu rośnie koszt ciągnięcia urobku i odwadniania, ale wyrównują te dodatkowe koszty tymczasowe urządzenia i budynki na powierzchni, których koszt na 1 m głębionego szybu maleje wraz ze zwiększeniem jego głębokości. Tak więc wpływ głębokości szybu na koszt jego głębienia jest nieduży i można przyjąć, że koszt głębienia 1 m szybu jest niezależny od głębokości.

Należy zaznaczyć, że, podobnie jak dla wyrobisk korytarzowych, można na podstawie kosztów głębienia, utrzymania i przewietrzania obliczyć metodą analityczną i graficzną optymalny przekrój szybu.

21.3. Przykłady

Zaprojektować przekrój tarczy szybowej.

Dane:

- szyb wydobywczo-zjazdowo-materiałowy,
- W_d — wydobywanie kopalni netto (jest to wydobywanie z jednego poziomu), 5000 t/d,
- W_{db} — wydobywanie brutto, 5500 t/d,
- H_s — głębokość ciągnięcia, 500 m,
- q — wydajność dołowa, 3,0 t/robdn,
- I stopień gazowości kopalni,
- trzymianowy system pracy (w tym dwie zmiany wydobywcze),
- podział załogi na poszczególnych zmianach: I — 40%, II — 40%, III — 20%,
- Q — ilość kamienia z robót przygotowawczych, 500 t,
- k_n — współczynnik nierównomierności ruchu, 1,25 (według PTEKW).

Obliczenia zostaną przeprowadzone w dwóch wariantach:

- a. przy zastosowaniu skipu jako naczynia wyciągowego (pojemność skipów przyjęto: 7,5 i 10 t),
- b. przy zastosowaniu klatki jako naczynia wyciągowego (przyjęto klatkę 4-piętrową).

W obu przypadkach projektuje się szyb dwuprzędziałowy.

Godzinowa zdolność wydobywacza szybu wynosi:

- a. przy zastosowaniu skipów (patrz wzór (70)):

$$\frac{k_n \cdot W_{db}}{N \cdot T} = \frac{2\,062\,500}{300 \cdot 14} \approx 490 \text{ t/godz}$$

gdzie T — czas przeznaczony na ciągnięcie urobku przyjęto 14 godz na dobę.

b. przy zastosowaniu klatek (patrz wzór (70)):

$$\frac{k_n \cdot W_{rb}}{T \cdot N} = \frac{2062.500}{300 \cdot 13,5} \approx 510 \text{ t/godz}$$

gdzie T — czas przeznaczony na ciągnięcie urobku przyjęto 13,5 godz/dobę.

Bilans czasu pracy szybu.

Czas wydobywania urobku.

a. dla wyciągu skipowego (patrz wzór (72))

$$t_{s1} = \frac{H_s}{v_s} + L_s \cdot t_z$$

gdzie v_s — prędkość ciągnięcia urobku, m/sek; v_s nie powinna przekraczać $0,77 \div 0,85 v_{max}$, gdzie $v_{max} = 0,8 \cdot \sqrt{H_s} = 0,8 \cdot \sqrt{500} \approx 17,9$ m/sek przyjmując:

$$v_s = 15 \text{ m/sek}$$

zatem dla skipów 7,5 t

$$t_{s1} = \frac{500}{15} + 7,5 \cdot 1,0 \approx 41 \text{ sek}$$

dla skipów 10 t

$$t'_{s1} = \frac{500}{15} + 10 \cdot 1,0 \approx 44 \text{ sek}$$

b. dla wyciągu klatkowego (patrz wzór (71)):
dla klatek czteropiętrowych

$$t_{s2} = \frac{H_s}{v_s} + \frac{J_k}{J_p} \cdot t_w + \left(\frac{J_k}{J_p} - 1 \right) \cdot t_p$$

$$t_{s2} = \frac{500}{15} + \frac{4}{2} \cdot 10 + \left(\frac{4}{2} - 1 \right) \cdot 5 \approx 60 \text{ sek}$$

dla klatek dwupiętrowych

$$t'_{s2} = \frac{500}{15} + \frac{2}{1} \cdot 10 + \left(\frac{2}{1} - 1 \right) \cdot 5 = 60 \text{ sek}$$

gdzie

L_s — pojemność skipów, 7,5 lub 10 t,

t_z — czas na załadowanie i wyładowanie 1 t urobku ze skipu, 1 sek/t,

J_k — liczba pięter w klatce, 4 lub 2,

J_p — liczba pięter na nadszybiu i podszybiu, 2,

t_w — czas wymiany wozów na jednym piętrze, 10 sek,

t_p — czas przestawienia klatki o jedno piętro, 5 sek

Liczba wyciągów na godzinę wynosi (patrz wzór (73))

a. przy skipach

$$i_1 = \frac{3600}{41} = 88$$

$$i'_1 = \frac{3600}{44} = 82$$

b. przy klatkach

$$i_2 = \frac{3600}{60} = 60$$

$$i'_2 = \frac{3600}{60} = 60$$

Czas zjazdu załogi. Liczba ludzi zjeżdżających na dół wynosi (patrz wzór (76)):

$$\frac{5000}{3} \approx 1670 \text{ osób}$$

z czego

na zmianie I zjeżdża 670 osób

na zmianie II zjeżdża 670 osób

na zmianie III zjeżdża 330 osób

$$T'_L = \frac{1}{3600} \cdot \frac{A_L}{N_L} \cdot \left(\frac{H_s}{v_L} + t_L \right) = \frac{1}{3600} \cdot \frac{670}{88} \left(\frac{500}{8} + 93 \right) = 0,35 \text{ godz}$$

Czas na przejazdy personelu nadzorczego i naprawczego przyjmuje się 20% T'_L , stąd

całkowity czas zjazdu załogi wynosi

$$T_L = 1,2 \cdot T'_L = 1,2 \cdot 0,35 = 0,42 \text{ godz}$$

gdzie

A_L — liczba ludzi na jednej najliczniej obłożonej zmianie, 670

N_L — liczba ludzi w jednej czteropiętrowej klatce, 88

H_s — głębokość ciągnięcia, 500 m

v_L — prędkość jazdy z ludźmi, 8 m/sek

t_L — czas na wsiadanie i wysiadanie oraz przestawienie klatki (wsiadanie i wysiadanie dwupoziomowe), $88 + 5 = 93$ sek

lub przy klatkach dwupiętrowych:

$$T'_L = \frac{1}{3600} \cdot \frac{670}{44} \left(\frac{500}{8} + 49 \right) \approx 0,6 \text{ godz}$$

$$T_L = 1,2 \cdot 0,6 \approx 0,7 \text{ godz}$$

Czas ciągnięcia kamienia (patrz wzór (77) i (78)):

$$N_k = \frac{v_k \cdot k_r}{q_w \cdot b_k} = \frac{200 \cdot 1,5}{3 \cdot 0,65} = 154 \text{ wozy}$$

gdzie

v_k — ilość skały z calizny, przeznaczona do wydobycia szybem, 200 m³/dobę,

k_r — współczynnik rozluźniania skały, 1,5,

q_w — pojemność wozu kopalnianego, 3,0 m³,

b_k — stopień napełnienia wozów kamieniem, 0,65

$$T_{ks1} = \frac{N_k}{l_{wk}} = \frac{154}{4 \cdot 60} \approx 0,60 \text{ godz}$$

l_{wk} — liczba wozów kamienia wydobywanego w ciągu godz w klatce czteropiętrowej

$$T_{ks2} = \frac{154}{2 \cdot 60} \approx 1,30 \text{ godz}$$

Czas opuszczania materiałów. Szybem opuszcza się 15 klatek długiego drewna i innych materiałów. Na opuszczanie długich materiałów łącznie z załadowaniem i wyładowaniem jednej klatki przyjmuje się $t_{wd} = 6 \text{ min} = 360 \text{ sek}$.

Zatem całkowity czas na opuszczanie materiałów wynosi

$$T_d = \frac{15 \cdot 360}{3600} = 1,6 \text{ godz}$$

Czas na przegląd (rewizję) instalacji wyciągowej, lin i uzbrojenia szybu. Czas ten ustala się na podstawie PTEKW

$$T_r' = 45 \text{ min} = 0,75 \text{ godz}$$

ponadto na codzienny przegląd maszyny wyciągowej przeznaczają się jedną godzinę, zatem

$$T_r = 1,75 \text{ godz}$$

Opierając się na obliczonym czasie trwania poszczególnych czynności można, w zależności od funkcji, jaką będzie spełniał szyb, ustalić bilans czasu pracy szybu, dobrać rodzaj naczynia wyciągowego i urządzeń pomocniczych, a na tej podstawie średnicę szybu. Zadanie zostanie wykonane w dwóch wariantach:

Wariant 1. Gdy jeden przedział szybu będzie wyposażony w skipy i służyć będzie wyłącznie do transportu urobku, to czas ciągnięcia wyniesie

$$T = 16 - 1,75 = 14,15 \text{ godz}$$

czyli czas $T = 14$ godz został właściwie przyjęty. Chodzi zatem o dobór takiej pojemności skipu, który w tym czasie przetransportuje całe wydobycie kopalni: dla skipów 7,5 t zdolność przesyłowa urządzenia wyciągowego wynosi

$$\frac{14 \cdot 3600}{41} = 1250 \text{ wyciągów}$$

$$1250 \cdot 7,5 \cdot 1,25 \approx 11\,000 \text{ t/14 godz}$$

Gdy drugi przedział wyposażony w klatki dwupiętrowe będzie służył tylko do jazdy załogi, opuszczania materiałów i ciągnięcia kamienia, efektywny czas pracy urządzenia wynosi

$$T = 3 \cdot 0,7 + 1,3 + 1,6 + 1,75 \approx 7 \text{ godz}$$

Przyjmuje się, że pozostały czas to rezerwa. Tak więc dla tego wariantu ze względu na funkcje, jakie szyb będzie spełniał, oraz zaprojektowane wyposażenie (dwa przedziały: w jednym przedziale 2 skipy 7,5 t, w drugim 2 klatki dwupiętrowe) znormalizowana średnica szybu dobrana na podstawie norm wynosi 7,2 m.

Wariant 2. W przedziale wyciągowym zainstalowane są klatki czteropiętrowe z jednym wozem na każdym piętrze. Czas ciągnięcia urobku może wynosić, podobnie jak przy urządzeniu skipowym, $T = 14$ godz.

$$\frac{14 \cdot 3600}{60} = 840 \text{ wyciągów}$$

Przy 2,5 t wozach ciężar użyteczny 840 wyciągów wynosi:

$$840 \cdot 2,5 \cdot 4 = 8400 \text{ t}$$

czyli zdolność wydobywcza tego urządzenia wynosi

$$8400 \cdot 1,15 \approx 10\,000 \text{ t/14 godz}$$

Drugi przedział wyposażony w urządzenia klatkowe dwupiętrowe spełnia podobne funkcje jak w wariantie 1. Można więc na podstawie powyższych danych dobrać z norm odpowiedni przekrój szybu, którego średnica wynosi (w jednym przedziale klatki czteropiętrowe, w drugim klatki dwupiętrowe) 7,5 m.

Na podstawie powyższych obliczeń oraz z uwagi na przewidywane zwiększenie wydobywania i zautomatyzowanie transportu pionowego przyjmuje się szyb dwuprzędziowy o średnicy 7,2 m; jeden przedział wyposażony jest w dwa skipy 7,5 t, a drugi w dwie klatki (rys. 23). Przyjmując grubość obudowy murowej 0,51 m, otrzymuje się średnicę szybu w wyłomie równą 8,22 m.

Sprawdzenie przekroju szybu ze względu na prędkość przepływu powietrza

$$F = \frac{Q_z}{v} \quad \text{m}^2$$

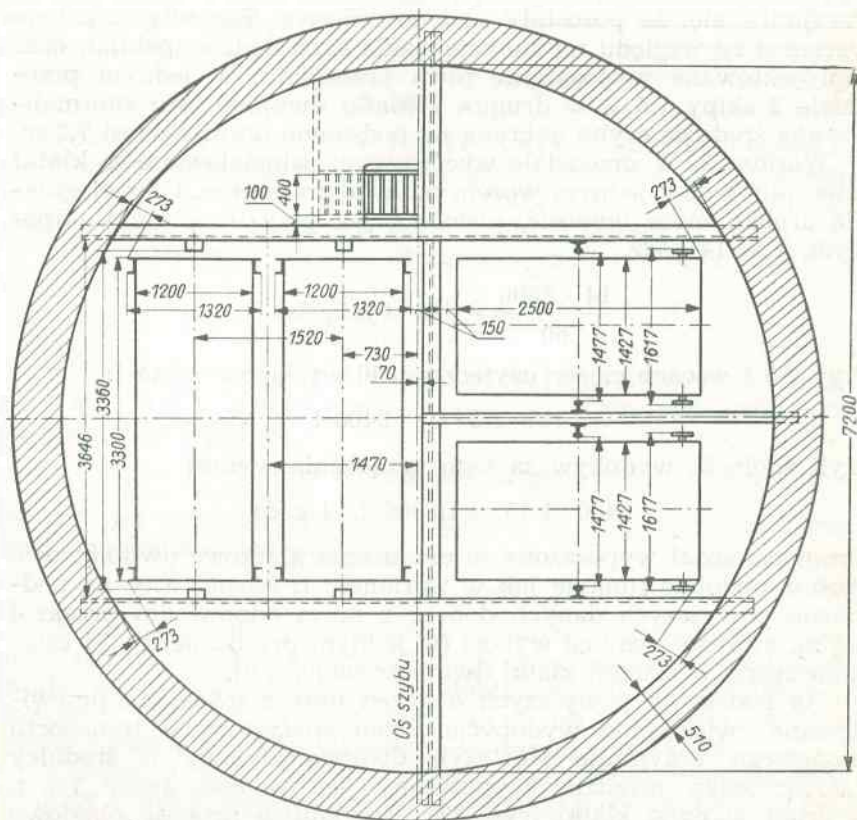
$$Q_z = 2 \cdot W_d = 10\,000 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$F = \frac{10\,000}{6 \cdot 60} \approx 28 \text{ m}^2$$

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 28}{3,14}} = 6 \text{ m}$$

gdzie

F — przekrój szybu, m^2 ,



Rys. 23. Szyb o średnicy 7200 mm — dwuprzędziowy (w jednym przedziale dwie klatki, w drugim przedziale dwa skipy 7,5)

Q_z — ilość powietrza ze względu na wydobywanie, m^3/min ,

v — prędkość przepływu powietrza w szybie, m/sek ,

d — średnica szybu, m .

Zatem dobrana na podstawie zainstalowanych urządzeń średnica szybu $d = 7,2$ m jest ze względu na dostarczaną szybem ilość powietrza wystarczająca.

22. WYZNACZANIE PRZEKROJU WYROBISK KOMOROWYCH

Wyrobiska komorowe w kopalni służą do celów specjalnych; wykonuje się w skale płonnej.

Ze względu na przeznaczenie komór dzielimy je na:

1. komory zajezdni elektrowozów,
2. komory ładowni akumulatorów trakcyjnych,
3. komory rozdzielni głównych,
4. komory stacji prostowników,
5. komory warsztatów mechanicznych,
6. komory przeciwpożarowe,
7. komory punktów opatrunkowych,
8. komory zasobników odmiarowych,
9. komory maszyn wyciągowych szybikowych,
10. komory kołowrotów linowych pochylnianych,
11. komory rozdzielni polowych,
12. komory pomp głównego odwadniania,
13. składy materiałów wybuchowych.

Po ustaleniu przeznaczenia wyrobiska komorowego, rodzaju urządzeń, które mają być w nim zainstalowane, oraz sposobu przewietrzania sporządza się dla niego projekt oparty na metodzie minimalnych obrysów z podaniem sposobu wykonania wyrobiska.

Wyrobiska komorowe i ich wyposażenie są przedmiotem projektów typowych. Do wyrobisk komorowych można zaliczyć również *podszybie*.

Podszybie jest to zespół wyrobisk łączących szyb (lub kilka szybów funkcjonalnie z sobą związanych) z głównymi drogami transportowymi i wentylacyjnymi na poziomie kopalni. Objętość podszybia w przybliżeniu można określić za pomocą wzorów empirycznych wyprowadzonych dla konkretnych warunków górniczo-technicznych i typu podszybia.

Wyróżnia się dwa zasadnicze typy podszybi:

1. Podszybia pętlowe (rys. 24) — mają obiegi wozów polegające na tym, że przyjeżdżający z oddziału pociąg załadowany urobkiem, po wyładowaniu i przejechaniu przez

Rys. 24. Podszycie dwustronne pętlowe kopalni samodzielnej o wydobywaniu około 6000 t/d

objazd pętlowy wraca tym samym przekopem głównym w stronę, z której przybył na podszybie.

2. Podszybia przekopowe; zwane również wahadłowymi (rysunek 25) charakteryzują się tym, że przyjmuje się zasadę wahadłowego ruchu pociągów przy dwustronnym układzie podszybia. W myśl tej zasady pociąg przyjeżdżający z urobkiem z jednej strony podszybia nie wraca po wyładowaniu w tym samym kierunku z którego przybył, lecz jedzie w stronę przeciwną do innych oddziałów. Cały obieg wozów mieści się w jednym lub w dwóch równoległych przekopach, będących głównymi przekopami kopalni.

A. Popow podaje, że objętość podszybia można wyznaczyć za pomocą wzoru

$$V_p = 2,74 \sqrt{W_d} + 0,6 W_d \text{ tys. m}^3 \quad (80)$$

gdzie W_d oznacza wydobyte dobowe kopalni, tys. t/dobę. W polskim górnictwie opracowano szereg normatywów oraz projektów typowych, które podają rozwiązania podszybi zależnie od wielkości wydobywania. Na tej podstawie podano niżej kilka wzorów, za pomocą których można w przybliżeniu (wskaźnikowo dla projektów koncepcyjnych), zależnie od wielkości projektowanego wydobywania, ustalić objętość podszybia. Na przykład: według J. Wolskiego

$$V_p = 4,1 \sqrt{W_d} + 0,9 W_d \quad (81)$$

lub w postaci uproszczonej

$$V_p = 4,5 + 1,8 W_d \text{ tys. m}^3 \quad (81 a)$$

według W. Pękackiego i Z. Wanata

$$V_p = 0,3 W_d + 0,38 W_d^2 \text{ tys. m}^3 \quad (82)$$

(dla podszybi pętlowych).

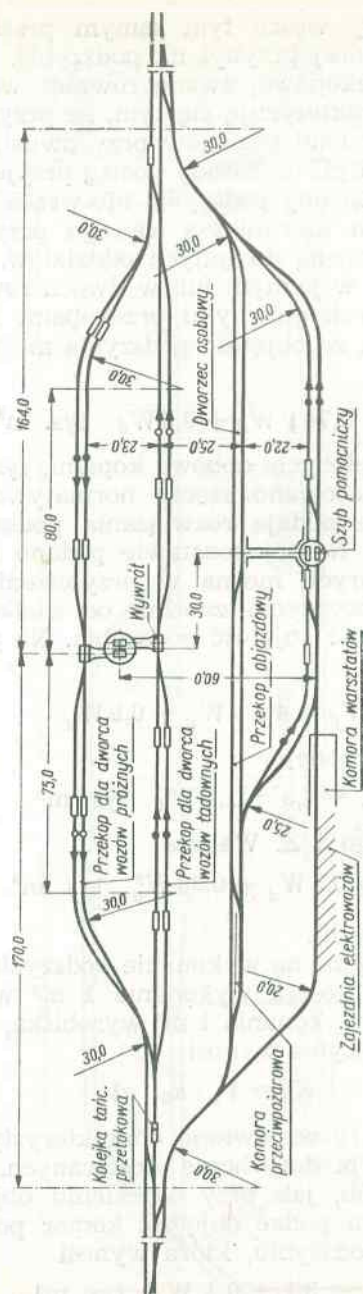
Nakłady inwestycyjne na wykonanie podszybia zależą od objętości podszybia oraz kosztu wykonania 1 m³ wyrobiska. Oznaczając przez k_0 koszt wykonania 1 m³ wyrobiska, można podać, że koszt wykonania podszybia wynosi

$$K_0 = V_p \cdot k_0 \text{ zł} \quad (83)$$

W tablicach 17, 18, 19 zestawiono charakterystyczne dane oraz wskaźniki dla podszybi dotychczas stosowanych.

W podobny sposób, jak przy określeniu objętości podszybi, można w przybliżeniu podać objętość komór pomocniczych zlokalizowanych przy podszybiu, która wynosi

$$V_k = 3,1 + 0,4 W_d \text{ tys. m}^3 \quad (84)$$



Rys. 25. Podszycie przekopowe kopalni zespołowej o wydobywaniu 9000 do 15 000 t/d

Tablica 17

Charakterystyka podszybi pętlowych (rys. 24) i nowo projektowanych przekopowych (rys. 25)

Typ podszybia		Wydobycie t/dobę	Objętość podszybia m ³ /t/d	Objętość podszybia m ³	Koszt budowy podszybia dla $W_d = 15\ 000$ t/d obudowa z cegły tys. zł.
Podszybia pętlowe	podszybie dwustronne pętlowe kopalni samodzielnej	6 000	1,353	8 118	16 490
	podszybie jednostronne pętlowe kopalni zespołowej	8 000	1,145	9 160	
	podszybie pętlowe kopalni zespołowej	20 000	1,960	39 200	
	podszybie dwustronne pętlowe kopalni zespołowej	20 000	1,134	22 680	
Podszybia przekopowe	podszybie przekopowe kopalni zespołowej	9 000 do 15 000	0,732	6 588 do 10 980	9 120 ¹⁾
	podszybie przekopowe kopalni zespołowej	12 000 do 20 000	0,436	5 235 do 8 720	
	podszybie przekopowe kopalni zespołowej (transport w podszybiu przenośnikami taśmowymi)	20 000	0,368	7 360	

¹⁾ W kwocie tej uwzględniono dodatkowo dwa podszybia szybów pomocniczych materiałowo-zjazdowych dla kopalni jednostkowych w kwocie 3370 tys. zł.

Tablica 18
Przeciętny koszt wykonania 1 m³ dwutorowego podszybia w obudowie z cegły, z betonitów i betonu

Rodzaj obudowy	Przeciętny koszt 1 m ³ wyrobiska dwutorowego	
	zł	%
Cegła	750	100,0
Betonit	600	80,0
Beton	450	60,0

Koszt wykonania podszybia dla wydobycia 15 000 t/d w obudowie z cegły, betonitów i betonu

Rodzaj podszybia	Koszt podszybia w obudowie					
	z cegły		z betonitów		z betonu	
	tys. zł	%	tys. zł	%	tys. zł	%
Pętlowe (stosowane i projektowane) . . .	16 490	100,0	13 190	80,0	9 895	60,0
Przekopowe (projektowane)	19 120 ¹⁾	55,3	7 400 ¹⁾	44,9	5 740 ¹⁾	34,8

¹⁾ W kwocie tej uwzględniono dodatkowo dwa podszybia szybów pomocniczych materiałowo-zjazdowych dla dwu pozostałych kopalń jednostkowych w kwocie:

3370 tys. zł przy obudowie z cegły,
2740 tys. zł przy obudowie z betonitów,
2120 tys. zł przy obudowie z betonu.

a koszt wykonania

$$K_k = V_k \cdot k_0 \quad \text{zł} \quad (85)$$

Objętość zespołu wyrobisk głównego odwadniania, do którego zalicza się komorę pomp z chodnikami dojściowymi i kanałami rurowymi, zbiorniki wodne i główne osadniki oraz rozdzielnie dla silników pomp, można w przybliżeniu obliczyć na podstawie wzoru

$$V_0 = 3,06 \cdot \sqrt{q} + 0,85 q \quad \text{tys. m}^3 \quad (86)$$

gdzie q oznacza dopływ wody, m^3/min .

Po dodaniu obliczonej objętości podszybia oraz objętości zespołu wyrobisk głównego odwadniania i innych komór przy podszybiu, otrzymuje się objętość podszybia wraz z komorami, a mnożąc ją przez odpowiedni koszt jednostkowy wykonania 1 m^3 wyrobiska otrzymuje się całkowite nakłady inwestycyjne na wyrobiska komorowe i podszybia.

III. PROJEKTOWANIE WYDAJNOŚCI I KOSZTÓW TRANSPORTU

23. PODZIAŁ TRANSPORTU

Jeśli chodzi o rodzaj masy towarowej, transport dzieli się na:

- transport urobku i skały płonnej,
- transport materiałów,
- transport załogi,
- transport powietrza sprężonego, mieszaniny podsadzkowej, wody,
- przesyłanie energii elektrycznej.

Według klasyfikacji prof. Lesieckiego transport dzieli się na trzy zasadnicze rodzaje:

- przewóz,
- odstawę,
- ciągnięcie.

Przewozem nazywa się transport w naczyniach zaopatrzonych w koła i pozwalających na przemieszczanie materiałów w wyrobiskach poziomych lub nachylonych do 25° . Przewóz jest transportem przerywanym wykonywanym ręcznie, linami i kołowrotami oraz lokomotywami.

Odstawą nazywa się transport polegający na przemieszczaniu materiałów za pomocą urządzeń pozwalających na ich przenoszenie lub przesuwanie. Odstawa ma charakter transportu ciągłego, potokowego. Wykonuje się ją za pomocą zsuwni, zsypni i przenośników.

Ciągnięciem nazywa się transport materiału w przeznaczonych specjalnie do tego celu naczyniach lub urządzeniach, pozwalających na wyciąganie lub opuszczanie go w wyrobiskach pionowych i pochyłych o dużym nachyleniu (powyżej 25°). Ciągnięcie stosowane jest przede wszystkim w szybach i szybkach.

24. ZNACZENIE TRANSPORTU

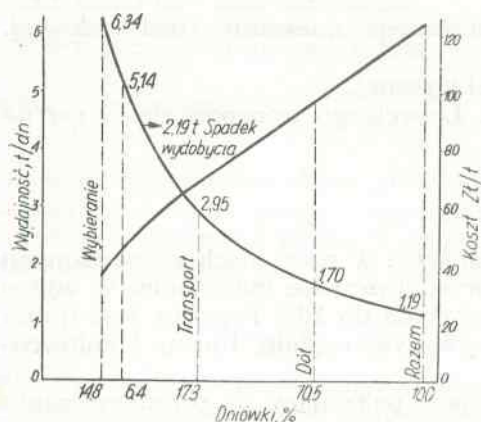
Transport jest drugim z kolei ogniwem w procesie produkcji górniczej, pośrednim między urabianiem a sortowaniem; spełniając zadanie przewożenia urobku, materiałów, sprzętu i ludzi,

wpływa on w ogromnym stopniu na przebieg urabiania i sortowania węgla.

Kluczowa pozycja transportu w gospodarce kopalnianej wynika:

- z liczebności załogi zajętej przy transporcie,
- z kosztów ruchu,
- z udziału urządzeń transportowych w środkach trwałych kopalni.

Liczebność załogi zajętej przy transporcie pod ziemią wynosi około 17,3% całej załogi kopalni. Do tego doliczyć należy 4% całej załogi zajętej przy ciągnięciu szybami i około 0,7% załogi zatrudnionej przy analogicznych czynnościach na powierzchni. Całość transportu zatrudnia więc około 22% załogi kopalnianej. Załoga ta zmniejsza wydajność uzyskiwaną w robotach eksploatacyjnych.



Rys. 26. Krzywa pochłaniania wydajności i narastania kosztów

Z przykładu podanego na rys. 26 wynika, że transport pochłania 2,19 t/robn, obniżając wydajność przodkową z 6,34 t/robn. (lub 5,14 t/robn) do 2,95 t/robn.

Koszty ruchu związane z transportem obejmują obsługę, naprawy, materiały oraz energię i wynoszą około 22% kosztów wydobycia węgla.

W tej wysokości liczone koszty transportu nie obejmują strat spowodowanych niesprawnym działaniem transportu, które zazwyczaj występują w kosztach innych pozycji i stanowisk.

Urządzenia transportowe takie, jak drogi, tabor, przewody, liny, kable, maszyny, budynki z nimi związane itp., stanowią w trwałych środkach kopalni od 13 do 22%.

Średnio wartość tych urządzeń można szacować na 20% wartości środków trwałych. Przy tym niektóre z nich, jak np. liny,

napędy, taśmy i tabor mają wysoki stopień zużycia i wymagają wysokiej stopy amortyzacyjnej.

Z przytoczonych omówień wynika, że transport kopalniany jest jednym z głównych ogniw procesu wydobywczego kopalni; udział jego w całokształcie gospodarki kopalnianej można w przybliżeniu ustalić na jedną piątą; taki mniej więcej stosunek utrzymuje się w kosztach własnych i w pochłanianych przez transport dniówkach. Z tego wynika, że przy projektowaniu transportu kopalnianego powinno być brane pod uwagę jego znaczenie i ważność, jaką odgrywa w procesach wydobywczych.

25. WYDAJNOŚĆ TRANSPORTU

Wydajność urządzenia transportowego, oznaczana ilością ładunku transportowego w jednostce czasu, wyraża się w jednostkach wagowych (Q w t/godz) bądź też objętościowych (V w m³/godz), niekiedy zaś w jednostkach pracy chodnikowej, w tonometrach lub tonokilometrach ($Q \cdot L$, tm lub tkm).

Wydajność transportu zależy nie tylko od ilości ładunku, ale i od drogi, którą odbywa się transport.

Niezbędną rzeczywistą zmianową wydajność urządzenia transportowego W wyrażoną w t, wyznacza zadanie produkcyjne. Tak np. wydajność odstawy ze ściany pracującej według systemu cykl/doba powinna się równać wydajności ściany

$$W = \frac{L \cdot b \cdot h \cdot \gamma'}{n_z} \quad \text{t/zm} \quad (87)$$

gdzie

W — wydajność ściany, t/zm,

L — szerokość ścian, m,

b — efektywny postęp/dobę, m,

h — wysokość użyteczna ściany, m,

γ' — ciężar 1 m³ węgla w caliznie, t,

n_z — liczba zmian produkcyjnych (zazwyczaj 2) w cyklu.

Przykład. Gdy ściana ma szerokość $L = 200$ m, postęp $b = 1,5$ m, wysokość użyteczna $h = 2$ m oraz $\gamma' = 1,3$ t/m³ przy dwóch zmianach produkcyjnych ($n_z = 2$), wydajność zmianowa wynosi

$$W_z = \frac{200 \cdot 1,5 \cdot 2 \cdot 1,3}{2} = 390 \text{ t/zm}$$

Podobnie przy transporcie głównym obsługującym szyb wydobywczy, do którego kieruje się cały urobek, zdolność transportowa szybu na zmianę powinna wynosić

$$W_z = \frac{W_r}{n \cdot n_z} + W_s \quad \text{t/zm}$$

gdzie

W_z — zdolność transportowa szybu na zmianę, t,

W_r — zdolność transportowa szybu roczna, t (wydobycie roczne),

W_s — ilość skały płonnej transportowanej w ciągu zmiany, t,

n — liczba dni pracy w roku (300 dni),

n_z — liczba zmian pracy transportu w ciągu doby.

Przykład. Przy rocznej zdolności transportowej szybu $W_r = 900\,000$ t i dwóch zmianach wyciągowych ($n_z = 2$), przy liczbie dni roboczych w roku $n = 300$ i ilości skały płonnej wyciąganej na zmianę $W_s = 500$ t, wydajność szybu na zmianę wyniesie

$$W_z = \frac{900\,000}{2 \cdot 300} + 500 = 2000 \text{ t/zm}$$

Jak widać z przytoczonego przykładu, transport skały płonnej z dołu na powierzchnię kopalni może stanowić duże obciążenie i zmniejszać wydajność użyteczną urządzeń transportowych. Przy projektowaniu robót górniczych, a następnie przy ich prowadzeniu, należy projektować takie rozwiązania, które zezwalają umieszczając kamień na dole bez potrzeby wydobywania go na powierzchnię, wskutek tego:

— unika się tworzenia na powierzchni zbędnych hałd,

— zmniejsza się próżnię tworzoną robotami górniczymi pod ziemią.

Jeżeli zmiany są obciążone niejednakowo, zdolność transportu oblicza się dla zmiany najbardziej obciążonej.

Przewozy w kopalniach nie rozkładają się równomiernie w czasie.

W zależności od organizacji transportu i wydobycia następują przerwy w ruchu urządzeń; zmniejszają one dyspozycyjny czas urządzeń. Poza tym często zachodzą zmiany intensywności dopływu urobku, co powoduje przeciążenie lub niedoładowanie urządzeń.

Brak ciągłości transportu obserwuje się w robotach wydobywczych i w robotach przygotowawczych. W szybach głównych nierównomierność wyrównuje się kilkoma wyciągami, umożliwiającymi większą elastyczność ruchu.

Współczynnik wykorzystania urządzenia transportowego na zmianę daje wzór

$$k_e = \frac{T_e}{T} \quad (88)$$

gdzie

T_e — efektywny czas wykorzystania urządzenia,

T — czas dyspozycyjny urządzenia

$$T_e < T$$

ponieważ

— około 30 min zużywa się na przekazanie urządzenia następnej zmianie,

— podczas zmiany wykonywane są takie czynności, jak np. smarowanie, zmiana baterii itp.,

— w ruchu występują przerwy typu awaryjnego, które w zasadzie nie powinny się zdarzać.

Przykład. Efektywny czas pracy $T_e = 300$ min, natomiast czas, w którym dysponuje się urządzeniem podczas zmiany $T = 480$ min.

Współczynnik wykorzystania

$$k_c = \frac{T_e}{T} = \frac{300}{480} = 0,63 = 63\%$$

Gdy $T_e = 360$ min i $T = 480$ min, wówczas

$$k_c = \frac{360}{480} = 0,75 = 75\%$$

Przy dobrej organizacji pracy efektywny czas wynosi $T_e = 6$ godz. Współczynnik wykorzystania k_c w praktyce waha się w granicach 0,14 do 0,75, co powinno być brane pod uwagę przy projektowaniu. Zadaniem dobrej organizacji jest zwiększenie efektywnego czasu pracy.

Przy żądanej wydajności zmianowej transportu W_z średnia wydajność godzinowa przy czasie maszynowym (efektywnym) T_e wynosi

$$Q_h = \frac{W_z}{T_e} \text{ t/godz} \quad (89)$$

Na przykład przy wydajności zmianowej $W_z = 390$ t/zm i czasie maszynowym (efektywnym) $T_e = 6$ godz

$$Q_h = \frac{W_z}{T_e} = \frac{390}{6} = 65 \text{ t/godz}$$

Nasilenie transportu w różnych godzinach jest różne. Dlatego też wydajność urządzenia transportowego powinna być liczona na podstawie najwyższego okresowego nasilania. W związku z tym wydajność projektową (konstrukcyjną) urządzenia określa się

$$Q = n_k \cdot Q_h \text{ t/godz} \quad (90)$$

Jeżeli zamiast Q_h wstawić jego wartość równą $\frac{W_z}{T_e}$ i uwzględnić współczynnik wykorzystania urządzenia $k_c = \frac{T_e}{T}$, wprowadzając zamiast T_e wartość $k_c \cdot T$, to wydajność projektowa wyrazi się wzorem

$$Q = \frac{n_k}{k_c} \cdot \frac{W_z}{T} \quad \text{t/godz} \quad (91)$$

gdzie n_k oznacza współczynnik nierównomierności potoku urobku, zależny od organizacji i stosowanych urządzeń urabiających.

Urabianie kombajnem ma ruch bardziej ciągły niż urabianie robotami strzelniczymi, przy którym $n_k = 2$.

Przykład. Wydajność projektowa Q , przy obliczonej wyżej wydajności zmianowej $W_z = 390$ t/zm, przy $n_k = 1,2$, $k_c = 0,75$ oraz $T = 8$ godz, wyniesie

$$Q = \frac{1,2}{0,75} \cdot \frac{390}{8} = \frac{468}{6} = 78 \approx 80 \text{ t/godz}$$

26. PARAMETRY WYDAJNOŚCI

Parametry wydajności urządzeń transportowych o ruchu ciągłym (np. przenośniki) i o ruchu przerywanym (transport kołowy) są różne.

Urządzenia o ruchu ciągłym. Wydajność urządzeń o ruchu ciągłym (przenośniki, liny bez końca) określa się iloczynem dwóch czynników:

1. ilości ładunku przypadającego na jednostkę długości urządzenia,
2. prędkości roboczą.

I tak przy bieżącym obciążeniu q w kg/m i prędkości v m/sek wydajność sekundowa wyniesie

$$Q_s = q \cdot v \quad \text{kg/sek}$$

wydajność godzinowa zaś

$$Q_h = 3600 \cdot \frac{q \cdot v}{1000} = 3,6 q \cdot v \quad \text{t/godz} \quad (92)$$

Jeżeli ruch ładunku odbywa się strumieniem nieprzerwanym o przekroju F w m^2 , to ilość ładunku przypadająca na 1 m wynosi

$$q = 1000 \cdot F \cdot \gamma \quad \text{kg/m}$$

gdzie γ oznacza ciężar nasypowy ładunku, t/m³.

W przypadku gdy przemieszczanie ładunku odbywa się w rynnie, której przekrój wynosi F_0 w m^2 , a wypełnienie ładunkiem rynny lub spirali określa się współczynnikiem ψ , wtedy obciążenie 1 m rynny wyniesie

$$q = 1000 \cdot F_0 \cdot \gamma \cdot \psi \quad \text{kg/m}$$

stąd wydajność godzinowa

$$Q_h = 3600 \cdot F_0 \cdot \gamma \cdot \psi \cdot v \quad \text{t/godz} \quad (93)$$

Współczynnik wypełnienia oblicza się z wzoru

$$\psi = \frac{F}{F_0}$$

gdzie

F — przekrój użyteczny, m^2 ,

F_0 — przekrój konstrukcyjny urządzenia, m^2 .

Jeżeli przemieszczenie dokonuje się w przenośnikach kółkowych, których pojemność wynosi i_0 w m^3 , współczynnik wypełnienia ψ i odległość między nimi S w m, to bieżące obciążenie daje wzór

$$q = \frac{i_0}{S} \cdot \psi \cdot \gamma \quad \text{t/m}$$

a wydajność godzinową (po wstawieniu q do wzoru (92))

$$Q_h = 3,6 \cdot \frac{i_0}{S} \cdot \psi \cdot \gamma \cdot v \quad \text{t/godz} \quad (94)$$

Jeżeli przewóz odbywa się wozami napędzanymi liną bez końca, o ładunku q_w w kg i jeżeli przez t oznaczy się czas, który upływa pomiędzy przejściami kolejnych wozów, a przez S odległość między wozami, to wydajność przewozu liną bez końca wyniesie

$$Q = 3,6 \cdot \frac{q_w}{S} \cdot v \quad \text{t/godz} \quad (95)$$

Po wstawieniu za $S = v \cdot t$ powyższy wzór otrzyma postać

$$Q = 3,6 \cdot \frac{q_w}{t} \quad \text{t/godz} \quad (96)$$

Ponieważ stosunek między wydajnością wagową Q i objętością V jest następujący

$$Q = V \cdot \gamma$$

lub

$$V = \frac{Q}{\gamma}$$

wobec tego wydajność objętościowa:

— rynny

$$V = 3600 \cdot F_0 \cdot v \cdot \psi \quad \text{m}^3/\text{godz} \quad (97)$$

— urządzeń kubelkowych

$$V = 3,6 \cdot \frac{i_0}{S} \cdot v \cdot \psi \quad \text{m}^3/\text{godz} \quad (98)$$

— wozów (przewóz ciągły)

$$V = 3,6 \cdot \frac{q_w}{S} \cdot \frac{v}{\gamma} \quad \text{m}^3/\text{godz} \quad (99)$$

Przy zadanej wydajności urządzenia transportowego i określonej prędkości roboczej, z powyższych wzorów oblicza się F_0 , i_0 , q , S , q_w i t , które określają wydajność urządzenia.

Przykład. Jeżeli mamy przenośnik wstrząsany o wymiarach $0,5 \times 0,35 \times 0,15$ m, to przekrój rynny wyniesie

$$F_0 = \frac{0,35 + 0,5}{2} \cdot 0,15 = 0,064 \text{ m}^2$$

Zakładając $Q = 80$ t/godz i $v = 0,4$ m/sek, to według wzoru (92) obciążenie 1 m rynny

$$q = \frac{Q_h}{3,6 \cdot v} = \frac{80}{3,6 \cdot 0,4} = 55 \text{ kg/m}$$

przekrój potoku węgla

$$F = \frac{Q}{3600 \cdot v \cdot \gamma} = \frac{80}{3600 \cdot 0,4 \cdot 0,8} = 0,069 \text{ m}^2$$

gdzie γ oznacza ciężar nasypowy węgla ($\gamma = 0,8$ t/m³). Współczynnik wypełnienia

$$\psi = \frac{F}{F_0} = \frac{0,069}{0,064}$$

Z wartości $\psi > 1$ wnioskuje się, że obciążenie 1 m przenośnika jest zbyt duże, ładunek przesypuje się, wobec czego przekrój nie odpowiada planowanemu obciążeniu i należy go zwiększyć.

Ten sam ładunek w przeliczeniu na przewóz linowy da następujące wyniki: jeśli ładunek wozu $q_w = 1000$ kg, to według wzoru (95)

$$\frac{q_w}{S} = \frac{Q}{3,6 \cdot v} = \frac{80}{3,6 \cdot 0,4} = 55 \text{ kg/m}$$

a zatem

$$S = \frac{3,6 \cdot q_w \cdot v}{Q} = \frac{3,6 \cdot 1000 \cdot 0,4}{80} = 20 \text{ m}$$

Czas przejścia między poszczególnymi wozami

$$t = \frac{S}{v} = \frac{20}{0,4} = 50 \text{ sek}$$

Wydaźności urządzeń transportowych o ruchu ciągłym przedstawiono w tablicach od 20 do 25.

Przenośniki zgrzeblowe hamujące

Wydaźność do 150 t/godz

Dla nachylenia 16° — długość ciągu maksymalna . . . 100 m

Dla nachylenia 26° — długość ciągu maksymalna . . . 250 m

Dla nachylenia 36° — długość ciągu maksymalna . . . 135 m

Przenośniki talerzowo-hamujące

Stosuje się przy nachyleniu od 20 do 38° .

Wydaźność do 100 t/godz.

Maksymalną długość podaje tablica 26.

Przenośniki stalowo-członowe

Stosuje się przy nachyleniach trasy $\pm 40^\circ$; długość maksymalna 400 m.

Urządzenia o ruchu przerywanym. Jeżeli transport składa się z naczyni z , z których każde zawiera q_w kg urobku, a ilość składów pociągów na godzinę wynosi n , lub jeśli czas (interwał), który upływa między nadejściem poszczególnych składów, wynosi t w sek, to wydaźność godzinową daje wzór

$$Q_h = \frac{q_w \cdot z \cdot n}{1000} \text{ t/godz}$$

Jeśli zamiast n wstawi się do powyższego wzoru $\frac{3600}{t}$ (gdyż

$n = \frac{3600}{t}$), to wydaźność godzinowa

$$Q_h = \frac{q_w \cdot z}{1000} \cdot \frac{3600}{t} = 3,6 \frac{q_w \cdot z}{t} \text{ t/godz} \quad (100)$$

Dopuszczalna ilość urobku w jednym składzie poruszonym lokomotywą typu:

LD1 o ciężarze 7 t

$$q_w \cdot z = 32 \text{ t}$$

LD2 o ciężarze 10 t

$$q_w \cdot z = 38 \text{ t}$$

LD3 o ciężarze 14 t

$$q_w \cdot z = 96 \text{ t}$$

WydaŹnoŹ rynnien o przekroju $F = 530 \text{ cm}^2$

Tablica 20

Nachylenie trasy, stopnie	+ 4	+ 2	0	- 5	-10	-15	-20
WydaŹnoŹ, t/godz . . .	10	13	20	24	35	45	52

WydaŹnoŹ rynnien o przekroju $F = 720 \text{ cm}^2$

Tablica 21

Nachylenie trasy, stopnie	+ 4	+ 2	0	- 5	-10	-15	-20
WydaŹnoŹ, t/godz . . .	19	23	36	42	52	72	87

WydaŹnoŹ przenoŹnikoŹ zgrzeblowych lekkich

Tablica 22

Nachylenie trasy, stopnie .	- 10	- 8	- 6	- 4	- 2	0	+ 2	+ 4	+ 6	+ 8	+ 10
WydaŹnoŹ, t/godz . . .	60	65	70	74	77	80	77	80	85	90	95

WydaŹnoŹ przenoŹnikoŹ zgrzeblowych pancernych

Tablica 23

Nachylenie trasy, stopnie	0	2	4	6	8	10	12	14	16	18
WydaŹnoŹ, t/godz										
wznios	120	120	118	116	113	110	105	100	95	90
upad	120	120	122	124	126	130	133	136	140	145

WydaŹnoŹ przenoŹnika stalowo-czlonowego

Tablica 24

Nachylenie trasy, stopnie . .	0	4	8	12	16	20	24	28	32	34	38
WydaŹnoŹ, t/godz . . .	405	390	375	360	340	320	300	280	260	250	240

WydaŹnoŹ przenoŹnikoŹ taŹmowych

Tablica 25

PrędkoŹ posuwu taŹmy m/sek	SzerokoŹ taŹmy mm	WydaŹnoŹ w zaleŹnoŹi od nachylenia trasy t/godz									
		0°	2°	4°	6°	8°	10°	12°	14°	16°	18°
1,2	650	133	130	126	122	118	114	110	106	103	100
1,2	800	203	197	190	185	180	175	170	165	160	155
1,2	1000	316	307	298	290	280	271	262	253	244	235
1,5	650	166	161	157	152	147	142	137	132	127	125
1,5	800	254	247	240	232	225	217	208	203	196	188
1,5	1000	395	384	372	361	349	337	325	311	298	283

Maksymalna długość przenośnika talerzowo-hamującego przy $Q = 100 \text{ t/godz}$

Nachylenie trasy, stopnie .	20	22	24	26	28	30	32	34	36	38
Długość, m	250	370	340	270	220	180	150	130	110	100

Przykład. Wydajność godzinowa skipu o pojemności 5 t, o interwale czasu $t = 120 \text{ sek}$ i $z = 1$, wyniesie

$$Q_h = 3,6 \cdot \frac{5000}{120} = 150 \text{ t/godz}$$

Wydajność godzinowa lokomotywy LD3 o $t = 30 \text{ min}$ i $q_w \cdot z = 96 \text{ t}$ wyniesie (według wzoru (100))

$$Q_h = 3,6 \cdot \frac{96000}{1800} = 192 \text{ t/godz}$$

Jeśli transport obsługiwany jest przez jeden skład pociągu, to interwał t_c jest równy czasowi przebiegu cyklu przewozu ($t_c = t$), wówczas

$$Q_h = 3,6 \cdot \frac{q_w \cdot z}{t_c} \text{ t/godz}$$

Gdy mamy m składów kursujących jednocześnie, wtedy

$$Q_h = \frac{3600 \cdot m \cdot q_w \cdot z}{t_c \cdot 1000} = 3,6 \cdot \frac{m \cdot q_w \cdot z}{t_c} \text{ t/godz} \quad (101)$$

Przykład. Przy trzech składach pociągów, ciągniętych lokomotywami akumulatorowymi, w których cykl odstawy $t_c = 30 \text{ min}$ oraz ładunek wozu $q_w = 600 \text{ kg}$, przy czym jeden skład zawiera 30 wozów, wydajność godzinowa wynosi

$$Q_h = \frac{3,6 \cdot 3 \cdot 600 \cdot 30}{30 \cdot 60} = 108 \text{ t/godz}$$

okres trwania jednego cyklu odstawy

$$t_c = t + l \left(\frac{1}{v_1} + \frac{1}{v_2} \right) \quad (102)$$

gdzie

t — czas manewrowania, sek,

l — długość drogi, m,

v_1 — prędkość pociągu próżnego, m/sek,

v_2 — prędkość pociągu ładownego, m/sek.

W praktyce podane parametry przybierają wartości podane w tabelcy 27.

Parametry wydajności

Srodek transportu	t sek	v_1 m/sek	v_2 m/sek
Lokomotywy	—	3	3
Liny bez końca	25	1	1
Liny w pochylniach . . .	—	5	5
Skipy w pochylniach . .	40	8	8

Po wprowadzeniu do wzoru (101) wartości $t_c = t + l \left(\frac{1}{v_1} + \frac{1}{v_2} \right)$ wydajność godzinowa dla transportu przerywanego wyniesie

$$Q_h = \frac{3,6 \cdot q_w \cdot m \cdot z}{t + l \left(\frac{1}{v_1} + \frac{1}{v_2} \right)} \quad \text{t/godz} \quad (103)$$

Z wzoru (103) wynika, że wydajność transportu przerywanego zależna jest od długości drogi; wydajność transportu ciągłego natomiast jest od długości drogi niezależna. Dlatego też wydajność transportu przerywanego wyrażać będziemy w tonometrach

$$Q_{lm} = Q \cdot l = \frac{3,6 \cdot m \cdot q_w \cdot z \cdot l}{t + l \left(\frac{1}{v_1} + \frac{1}{v_2} \right)} \quad \text{tm/godz} \quad (104)$$

lub tonokilometrach, gdy l podana w km

$$Q_{tkm} = Q \cdot l \cdot \frac{3,6 \cdot m \cdot q_w \cdot z \cdot l}{1000 \left[t + l \left(\frac{1}{v_1} + \frac{1}{v_2} \right) \right]} \quad \text{tkm/godz} \quad (105)$$

Zdolność przewozowa lokomotywy w ciągu zmiany w tkm brutto wyniesie

$$Q_{br} = n (q_w \cdot z + 2 \cdot G_0) \cdot l \quad \text{brutto tkm/zm} \quad (106)$$

Zdolność przewozowa lokomotywy na zmianę w tkm netto wynosi

$$Q_n = n \cdot q_w \cdot z \cdot l \quad \text{netto tkm/zm} \quad (107)$$

We wzorach tych przyjęto następujące oznaczenia:

n — liczba cykli wykonanych w ciągu zmiany przez lokomotywę,

G_0 — ciężar próżnego pociągu (wozy + lokomotywa),

q_w — ciężar ładunku wozu,
 l — długość drogi (połowa drogi przebytej w jednym cyklu),
 z — liczba wozów w pociągu.

Przykład. Lokomotywa wykonuje 3 cykle na zmianę, ciągnąc pociąg o składzie 30 wozów; ładunek wozu wynosi $q_w = 2,5$ t, ciężar wozu $G_0 = 1,1$ t, ciężar lokomotywy $G'_0 = 1,4$ t, a długość drogi 2 km. Wydajność w tkm brutto

$$Q_{br} = 3 [2,5 \cdot 30 + 2 \cdot (30 \cdot 1,1 + 14)] \cdot 2 = 1014 \text{ brutto tkm/zm}$$

Wydajność w tkm netto

$$Q_n = 3 \cdot 2,5 \cdot 30 \cdot 2 = 450 \text{ netto tkm/zm}$$

Na podstawie tych wydajności możemy obliczyć współczynnik wykorzystania

$$k_c = \frac{Q_n}{Q_{br}} = \frac{450}{1014} = 0,45$$

Przy ciągnięciu szybami godzinowa wydajność wyciągu

$$Q_{sz} = \frac{3600 \cdot q_w \cdot m \cdot z}{t} = \frac{3600 \cdot q_w \cdot n_1 \cdot n_2}{t} \text{ t/godz} \quad (108)$$

gdzie

t — całkowity czas jednego wyciągu (łącznie z manewrowaniem), sek,

$$m \cdot z = n_1 \cdot n_2$$

n_1 — liczba wozów na jednym piętrze klatki,

n_2 — liczba pięter,

q_w — ładunek wozu, t.

Wydajność roczną klatkowego wyciągu szybowego w tonach daje wzór

$$W_r = \frac{3600 \cdot q_w \cdot N \cdot n_1 \cdot n_2 \cdot T}{n_k \cdot t} \text{ t/rok} \quad (109)$$

gdzie

N — liczba dni w roku,

T — liczba godzin pracy wyciągu na dobę,

n_k — współczynnik nierównomierności ruchu ($n_k = 1,15$ lub $1,25$).

27. WSKAŹNIKI EKONOMICZNE PRACY TRANSPORTU

Wskaźnikami ekonomicznymi pracy transportu są:

1. Koszt przewozu jednostki ładunku (zl/t). W niektórych przypadkach koszt oblicza się na jednostkę pracy chodnikowej (zl/tkm).

2. Pracochłonność obsługi p przypadająca na 1000 t ładunku lub na 1000 tkm, bądź wydajność w obliczona w t lub tkm na jednego człowieka zatrudnionego w obsłudze

$$w = \frac{G}{i} \text{ t/robdn} \text{ lub } p = \frac{1000 \cdot i}{G} \text{ robdn/1000 t}$$

gdzie

G — ładunek, t,

i — liczba przepracowanych robdn.

3. Nakłady inwestycyjne na 1000 t produkcji rocznej (montaż i inne wydatki stanowią 25 do 30% zakupów inwestycyjnych).

28. KOSZT TRANSPORTU

Na koszt transportu jednostki ładunku składają się:

amortyzacja taboru i urządzeń	C_a
robocizna	C_r
energia zużyta na transport	C_e
materiały ruchowe i części zamienne	C_m

Nieraz należy brać pod uwagę również koszty prowadzenia dodatkowych wyrobisk przeznaczonych do wykonywania w nich przewozów.

Koszt eksploatacyjny transportu

$$C = C_a + C_r + C_e + C_m \text{ zł/rok}$$

gdzie $C_r + C_e + C_m$ są kosztami ruchu.

Jeżeli C jest kosztem rocznym, to przy wydajności transportu W_r w t/rok, koszt jednostkowy transportu 1 t wynosi

$$C_t = \frac{C}{W_r} = \frac{C_a + C_r + C_e + C_m}{W_r} \text{ zł/t}$$

Uwzględniając całkowitą długość przebytej drogi l otrzymuje się koszt 1 tkm

$$C_{tkm} = \frac{C}{W_r \cdot l} = \frac{C_a + C_r + C_e + C_m}{W_r \cdot l} \text{ zł/tkm}$$

Przy obliczaniu występują pozycje uzależnione od długości transportu (np. tory, montaż) i niezależne, skupione przeważnie na końcach odcinków transportowych (załadunek, wyładunek itp.). Oznaczając przez a koszty nie związane z długością drogi, a przez b — zależne od drogi, otrzymamy

koszt eksploatacyjny transportu

$$C = a + b \cdot l$$

na jednostkę ładunku (1 t)

$$C_t = \frac{a + b \cdot l}{W_r} = \frac{a}{W_r} + \frac{b}{W_r} \cdot l \quad \text{zł/t} \quad (110)$$

na 1 tkm

$$C_{tkm} = \frac{a + b \cdot l}{W_r \cdot l} = \frac{a}{W_r \cdot l} + \frac{b}{W_r} \quad \text{zł/tkm} \quad (111)$$

Przyjmując

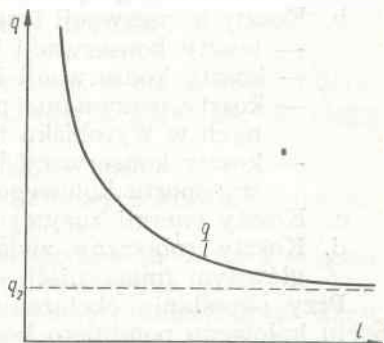
$$C_{tkm} = q, \quad \frac{a}{W_r} = q_1, \quad \frac{b}{W_r} = q_2$$

koszt jednostkowy transportu wyrazi się wzorem

$$q = \frac{q_1}{l} + q_2 \quad \text{zł/tkm} \quad (112)$$

Z wzoru (110) wynika, iż koszty transportu 1 t ładunku C_t rosną ze wzrostem odległości transportu l , maleją zaś ze wzrostem wielkości ładunku W_r .

Wzór (111) natomiast stwierdza, że koszty 1 tkm transportu C_{tkm} rosną ze zmniejszeniem odległości transportu l i ze zmniejszeniem wielkości ładunku W_r .



Rys. 27. Zmiana kosztu na 1 tkm zależnie od długości transportu

Przedstawiając tę ostatnią zależność graficznie, otrzymuje się wykres zmiany kosztów 1 tkm zależnie od odległości (rys. 27). Z wykresu tego widać, że zaczynając od pewnej odległości wartość q jest prawie stała, co zachodzi przy transporcie lokomotywami.

29. KOSZT TRANSPORTU LOKOMOTYWAMI

W kopalniach transport węgla lokomotywami przeważa nad innymi środkami transportu. W polskich kopalniach długość dróg obsługiwanych lokomotywami wynosi około 45% całej długości dróg przewozowych. Przy projektowaniu konieczna jest znajomość składników kosztów transportu; gdy znana jest poza tym zasada narastania kosztów, można przeprowadzić skuteczną ich analizę przy różnych rodzajach lokomotyw i na tej podstawie dokonać prawidłowego wyboru rodzaju lokomotywy.

29.1. Wyznaczanie kosztu nettotonokilometra w przewozie pociągów elektrycznymi¹⁾

Przy określaniu kosztu całkowitego nettotonokilometra zostały wzięte pod uwagę następujące stanowiska kosztów częściowych (składowych) przewozu głównego:

a. Koszty amortyzacji taboru i trasy:

- koszt amortyzacji wozów,
- koszt amortyzacji elektryków,
- koszt amortyzacji wykonanych głównych wyrobisk transportowych,
- koszt amortyzacji trasy jezdnej oraz przewodów jezdnych,
- koszt amortyzacji urządzeń do automatyzacji transportu kołowego poziomu.

b. Koszty konserwacji i napraw taboru i trasy:

- koszty konserwacji i napraw wozów,
- koszty konserwacji i napraw elektryków,
- koszty utrzymania przekopów, trasy i przewodów jezdnych w wyrobisku transportowym,
- koszty konserwacji i napraw urządzeń do automatyzacji transportu kołowego poziomu.

c. Koszty energii zużytej przez transport kołowy.

d. Koszty robocizny związanej bezpośrednio z transportem głównym (maszyniści, ewentualnie konwojenci).

Przy określaniu obciążenia nettotonokilometra (ntkm) transportu kołowego pominięto koszt robocizny związany z załadowaniem urobku do wozów w punktach wysypowych lub stacjach załadowniczych przyjmując, że stanowiska te nie obciążają tony urobku w transporcie kołowym.

Według podanych wyżej stanowisk wyprowadzono wzory dla

¹⁾ Opracowano na podstawie pracy doktorskiej inż. M. Jawienia

kosztu jednego nettotonokilometra w zależności od długości drogi transportu l_{sr} .

Krażność wozów i elektrowozów. Przez krażność wozu rozumie się liczbę określającą ile razy w ciągu doby ładowny wóz kopalniany przebywa drogę między stacją załadowniczą a stacją podszybia przewożąc ładunek użyteczny. Zatem krażność wozu określa nam ile razy w ciągu doby wóz kopalniany przewozi ładunek użyteczny.

Powyższe określenie dotyczy również krażności elektrowozu, przy czym w tym przypadku liczba dotyczy nie jednego wozu ładownego, ale całego składu pociągu ładownego przewożonego przez elektrowóz.

Wychodząc z efektywnego czasu pracy transportu T_{tr} i czasu potrzebnego na pełny cykl wozu t_{cw} ,

krażność wozu równa się

$$n_w = \frac{T_{tr}}{t_{cw}} \quad n_w/\text{dobę} \quad (113)$$

lub wychodząc z wielkości ładunku Q_{dw} przewiezionego przez jeden wóz w ciągu doby o pojemności q_w ,

krażność wozu równa się

$$n_w = \frac{Q_{dw}}{q_w} \quad n_w/\text{dobę} \quad (113a)$$

Czas potrzebny na pełny cykl wozu wynosi

$$gdzie \quad t_{cw} = t_z + t_w + t_{pr} + t_l \quad (114)$$

n_w — krażność wozu w ciągu doby, $n_w/\text{dobę}$,

q_w — ładowność wozu, t,

Q_{dw} — ładunek przewieziony przez wóz w ciągu doby, t/dobę,

T_{tr} — efektywny czas pracy transportu głównego w ciągu doby, godz/dobę,

t_{cw} — czas jednego cyklu jazdy wozu, godz,

t_z — czas załadowania wozu wraz z wyczekiwaniem na odjazd na stacji załadowniczej, godz,

t_w — czas wyładowania wozu w podszybiu wraz z wyczekiwaniem na odjazd ze stacji podszybia, godz,

t_{pr} — czas jazdy wozu próżnego ze stacji podszybia do stacji załadowania, godz,

t_l — czas jazdy wozu ładownego ze stacji załadowania do stacji podszybia, godz,

t_p — czas potrzebny na załadowanie i wyładowanie; oczekiwanie na stacji załadowniczej i stacji podszybia, godz.

Oznaczając przez

$$t_p = t_z + t_w$$

oraz przyjmując, że czas jazdy elektrowozu z wozem ładownym jest równy czasowi jazdy elektrowozu z wozem próżnym otrzymamy z wzoru (114)

$$t_{cw} = t_p + \frac{l_{sr}}{v_w} + \frac{l_{sr}}{v_w} \quad (115)$$

$$t_{cw} = t_p + \frac{2l_{sr}}{v_w} \quad (115a)$$

gdzie

v_w — średnia prędkość transportu wozu próżnego lub ładownego, km/godz.

l_{sr} — średnia długość trasy transportu w obszarze górniczym, km.

Krażność wozu wyrażoną wzorem (113) po uwzględnieniu zależności podanej we wzorze (115 a) można przedstawić

$$n_w = \frac{T_{tr}}{t_{cw}} = \frac{T_{tr}}{t_p + \frac{2 \cdot l_{sr}}{v_w}} = \frac{T_{tr} \cdot v_w}{t_p \cdot v_w + 2 \cdot l_{sr}} \quad 1/\text{dobę} \quad (116)$$

W sposób analogiczny, jak przy krażności wozu, wyprowadza się wzór na krażność elektrowozu. Wobec tego ograniczono się do podania wzoru ostatecznego na krażność elektrowozu

$$n_{el} = \frac{T_{tr} \cdot v_{el}}{t_{pe} \cdot v_{el} + 2l_{sr}} \quad 1/\text{dobę} \quad (117)$$

gdzie

n_{el} — krażność elektrowozu w ciągu doby,

t_{pe} — czas postoju elektrowozu w oddziale i w podszybiu,

v_{el} — średnia prędkość elektrowozu ze składem pełnym lub próżnym, km/godz.

W kopalniach spotyka się właściwie dwie krażności wozów i elektrowozów:

— *krażność ruchową*, która odnosi się do wozów i elektrowozów znajdujących się w ruchu,

— *krażność ogólną* — która obejmuje również wozy i elektrowozy, które w danej chwili znajdują się w konserwacji i naprawie, a w odniesieniu do elektrowozów również te, które są w rezerwie.

Przy obliczaniu amortyzacji wozów i elektrowozów należy uwzględnić tzw. *krażność ogólną* wozów i elektrowozów.

Koszty amortyzacji taboru i trasy.

Obciążenie nettotonokilometra urobku amortyzacją wozu.

Ilość urobku przewiezionego przez wóz w okresie jego amortyzacji wyniesie:

$$Q_{aw} = 300 \cdot q_w \cdot T_{aw} \cdot n_w \quad (118)$$

Obciążenie tony urobku amortyzacją wozu wyniesie

$$k_{aw} = \frac{K_w}{Q_{aw}} = \frac{K_w}{300 \cdot q_w \cdot T_{aw} \cdot n_w} \quad \text{zł/tonę} \quad (119)$$

Obciążenie jednego nettotonokilometra urobku kosztami amortyzacji wozu wyniesie

$$q_{aw} = \frac{K_w}{300 \cdot q_w \cdot T_{aw} \cdot n_w \cdot l_{sr}} \quad \text{zł/ntkm} \quad (120)$$

Wstawiając wartość n_w wyrażoną wzorem (116) do wzoru (120) otrzyma się

$$q_{aw} = \frac{K_w \cdot t_p}{300 \cdot q_w \cdot T_{aw} \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{2K_w}{300 \cdot q_w \cdot T_{aw} \cdot T_{tr} \cdot v_w} \quad \text{zł/ntkm} \quad (121)$$

gdzie

- K_w — koszt zakupu wozu (loco kopalnia), zł
- 300 — liczba dni pracy transportu w roku, dni/rok,
- T_{aw} — okres amortyzacji wozu, lat,
- Q_{aw} — wielkość ładunku użytecznego przewiezonego przez jeden wóz w okresie amortyzacji, ton,
- q_{aw} — obciążenie nettotonokilometra urobku kosztem amortyzacji wozu, zł/ntkm.

Pozostałe oznaczenia we wzorach są te same co poprzednio.

Obciążenie nettotonokilometra urobku amortyzacją elektrowozu. Ilość urobku przewiezonego przez elektrowóz w okresie amortyzacji elektrowozu wyniesie

$$Q_{ael} = 300 \cdot Q_{je} \cdot T_{ael} \cdot n_{el} \quad (122)$$

Obciążenie tony urobku amortyzacją elektrowozu wyniesie

$$k_{ael} = \frac{K_{el}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{ael} \cdot n_{el}} \quad \text{zł/tonę} \quad (123)$$

Obciążenie nettotonokilometra urobku amortyzacją elektrowozu wyniesie

$$q_{el} = \frac{K_{ael}}{l_{sr}} = \frac{K_{el}}{Q_{ael} \cdot l_{sr}} \quad \text{zł/ntkm} \quad (124)$$

Wstawiając wartość Q_{ael} wyrażoną wzorem (122) do wzoru (124) otrzyma się

$$q_{el} = \frac{K_{el}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{ael} \cdot n_{el} \cdot l_{sr}} \quad \text{zł/ntkm} \quad (125)$$

Wstawiając wartość n_{el} wyrażoną wzorem (117) do wzoru (125), otrzyma się wzór pozwalający obliczyć obciążenie ntkm urobku kosztem amortyzacji elektrowozu w zależności od średniej długości drogi transportu

$$q_{el} = \frac{K_{el} \cdot t_{pe}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{ael} \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{2K_{el}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{ael} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} \quad \text{zł/ntkm} \quad (126)$$

gdzie

- K_{el} — koszt zakupu elektrowozu (loco kopalnia), zł,
- Q_{je} — wielkość ładunku użytecznego w jednym składzie pociągu przewożonego przez elektrowóz, ton,
- T_{ael} — okres amortyzacji elektrowozu, lat,
- Q_{ael} — wielkość ładunku użytecznego przewiezonego przez elektrowóz w okresie amortyzacji, ton,
- q_{el} — obciążenie nettotonokilometra urobku kosztami amortyzacji elektrowozu, zł/ntkm.

Obciążenie nettotonokilometra urobku kosztami amortyzacji głównych wyrobisk transportowych, trasy jezdnej i przewodów jezdnych. Obciążenie tony urobku kosztami amortyzacji głównych wyrobisk transportowych wyprowadzono przy założeniu, że służą one przede wszystkim do transportu urobku i tymi kosztami amortyzacji wyrobiska obciążono ntkm urobku, który jest przewożony przez dane wyrobisko. Takie założenie można uważać za słuszne szczególnie w kopalniach zespołowych, gdzie główne wyrobiska korytarzowe służą niemal wyłącznie do transportu urobku, oraz dla tych wyrobisk, które wykonano w kopalni każdego typu z przeznaczeniem przede wszystkim dla transportu urobku.

W wielu przypadkach obciążenie ntkm transportu kołowego amortyzacją wyrobiska komplikuje analizę porównawczą kształtowania się kosztów jednostkowych przy różnych środkach transportowych i wówczas należałoby w analizie kosztu ntkm obciążenie jego kosztem amortyzacji wyrobiska pominąć.

Ilość urobku przewiezonego wyrobiskiem transportowym w okresie jego amortyzacji wyniesie

$$Q_{cp} = 300 \cdot Q_{dzp} \cdot T_{ap} \quad (127)$$

Ilość urobku przewiezonego trasą i przewodami jezdny mi wyrobiska w okresie ich amortyzacji wyniesie

$$Q_{clp} = 300 \cdot Q_{dzp} \cdot T_{alp} \quad (128)$$

Obciążenie tony urobku kosztami amortyzacji wyrobiska wyniesie

$$k_p = \frac{10^3 \cdot K_p \cdot l_{sr}}{300 \cdot Q_{dzp} \cdot T_{ap}} \quad \text{zł/tone} \quad (129)$$

Obciążenie tony urobku kosztami amortyzacji trasy i przewodów jezdnych w wyrobisku transportowym wyniesie

$$k_{tp} = \frac{10^3 \cdot K_{tp} \cdot l_{sr}}{300 \cdot Q_{dzp} \cdot T_{atp}} \text{ zł/tonę} \quad (130)$$

Obciążenie ntkm urobku kosztami amortyzacji wyrobiska, trasy i przewodów jezdnych ostatecznie wyniesie

$$q_{ptp} = \frac{10^3}{300 \cdot Q_{dzp}} \cdot \left(\frac{K_p}{T_{ap}} + \frac{K_{tp}}{T_{atp}} \right) \text{ zł/ntkm} \quad (131)$$

gdzie

- K_p — koszt wykonania 1 m wyrobiska transportowego (bez trasy i przewodów jezdnych), zł/m,
- K_{tp} — koszt wykonania 1 m trasy jezdnej i przewodów jezdnych w wyrobisku transportowym, zł/m,
- 10^3 — przelicznik metra na kilometry,
- T_{ap} — okres amortyzacji wyrobiska transportowego, lat,
- T_{atp} — okres amortyzacji trasy i przewodów jezdnych w wyrobisku transportowym, lat,
- Q_{dzp} — średnia ilość urobku przewożona wyrobiskiem transportowym w ciągu doby, ton/dobę,
- q_{ptp} — obciążenie ntkm urobku amortyzacją wyrobiska, trasy i przewodów jezdnych, zł/ntkm.

Obciążenie netto-tonokilometra urobku kosztem amortyzacji urządzeń do sterowania i automatyzacji głównego transportu kółowego poziomu. Wobec ogólnych kierunków budowy dużych kopalń o skoncentrowanej produkcji i możliwie jak najmniejszej ilości poziomów wydobywczych równocześnie czynnych, zachodzi konieczność automatyzacji i zdalnego sterowania ruchem pociągów w poziomach wydobywczych. Osiąga się to przez instalowanie centralnych dyspozytorni zdalnego sterowania świetlnego ruchem pociągów w głównych trasach transportowych oraz zastosowania łączności radiotelefonicznej zarówno ze stacjami załadowniczymi, jak też z poszczególnymi pociągami będącymi w ruchu.

Automatyzacja pociąga za sobą pewne nakłady inwestycyjne i koszty ruchowe związane z utrzymaniem powyższych urządzeń. (Koszty te należy uwzględnić przy obliczaniu kosztu ntkm przewożonego urobku).

Poniżej wyprowadzono wzór na obliczenie obciążenia ntkm urobku kosztami amortyzacji nakładów na automatyzację transportu głównego.

Ilość urobku przewiezionego przez zautomatyzowane wyrobisko transportowe w okresie amortyzacji urządzeń do automatyzacji transportu wyniesie

$$Q_c = 300 \cdot W_{dzp} \cdot T_{atr} \quad (132)$$

Obciążenie tony urobku kosztem amortyzacji urządzeń do sterowania i automatyzacji transportu wyniesie

$$k_{aat} = \frac{K_{ktr}}{300 \cdot W_{dz} \cdot T_{atr}} \quad \text{zł/tonę} \quad (133)$$

Obciążenie ntkm urobku kosztem amortyzacji urządzeń do sterowania i automatyzacji transportu wyniesie

$$q_{at} = \frac{K_{atr}}{300 \cdot W_{dzp} \cdot T_{atr} \cdot l_{sr}} \quad \text{zł/ntkm} \quad (134)$$

gdzie

K_{atr} — koszty związane z zakupem i zainstalowaniem urządzeń do automatyzacji głównego transportu kołowego, zł,

T_{atr} — okres amortyzacji automatyzacji transportu kołowego, lat,

W_{dzp} — wydobyte dobowe z poziomu, przewożone przez drogi transportowe, t/dobę.

Koszty konserwacji i napraw taboru i trasy.

Obciążenie nettotonokilometra kosztami konserwacji i napraw wozów. Ilość urobku przewiezonego przez wóz w ciągu roku wynosi

$$Q_{wr} = 300 \cdot q_w \cdot n_w \quad (135)$$

Obciążenie tony urobku kosztami konserwacji i napraw wozu wynosi

$$k_{tw} = \frac{K_{kw}}{300 \cdot q_w \cdot n_w} \quad \text{zł/tonę} \quad (136)$$

Obciążenie jednego nettotonokilometra urobku kosztami konserwacji i napraw wozu wyniesie

$$q_{kw} = \frac{K_{kw}}{300 \cdot q_w \cdot n_w \cdot l_{sr}} \quad \text{zł/ntkm} \quad (137)$$

gdzie

K_{kw} — koszt konserwacji i napraw wozu w ciągu roku, zł/rok,

Q_{wr} — ilość urobku przewiezonego przez jeden wóz w ciągu jednego roku, ton/rok,

q_{kw} — obciążenie 1 ntkm urobku kosztami konserwacji i napraw wozu, zł/ntkm.

Wstawiając do wzoru (137) wartość n_w wyrażoną wzorem (116) otrzyma się

$$q_{kw} = \frac{K_{kw} \cdot t_p}{300 \cdot q_w \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{2 \cdot K_{kw}}{300 \cdot q_w \cdot T_{tr} \cdot v_w} \quad \text{zł/ntkm} \quad (138)$$

Obciążenie nettotonokilometra kosztami konserwacji i napraw elektrowozów. Ilość urobku przewiezonego przez elektrowóz w ciągu roku wynosi

$$Q_{jer} = 300 \cdot Q_{je} \cdot n_{el} \quad (139)$$

Obciążenie tony urobku kosztami konserwacji i napraw elektrowozu jest równe

$$k_{kel} = \frac{K_{kel}}{300 \cdot Q_{je} \cdot n_{el}} \text{ zł/tonę} \quad (140)$$

Obciążenie nettotonokilometra urobku kosztami konserwacji i napraw elektrowozu wyniesie

$$q_{kel} = \frac{K_{kel}}{300 \cdot Q_{je} \cdot n_{el} \cdot l_{sr}} \quad (141)$$

gdzie

K_{kel} — koszt konserwacji i napraw elektrowozu w ciągu roku, zł/rok,

Q_{je} — wielkość ładunku użytecznego w jednym składzie po ciągu przewożonego przez elektrowóz, ton,

q_{kel} — obciążenie 1 ntkm urobku kosztami konserwacji i napraw elektrowozu, zł/ntkm.

Wstawiając do wzoru (141) wartość n_{el} wyrażoną wzorem (117) otrzyma się

$$q_{kel} = \frac{K_{kel} \cdot t_{pe}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{2K_{kel}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} \text{ zł/ntkm} \quad (142)$$

Obciążenie nettotonokilometra urobku kosztem utrzymania wyrobisk transportowych, trasy i przewodów jezdnych. Ilość urobku przewiezonego wyrobiskiem w ciągu roku wynosi

$$Q_{rp} \cdot 300 \cdot Q_{dzp} \quad (143)$$

Obciążenie tony urobku kosztem utrzymania wyrobiska, trasy i przewodów jezdnych wyniesie

$$k_{kp} = \frac{10^3 \cdot K_{kp} \cdot l_{sr}}{300 \cdot Q_{dzp}} \text{ zł/tonę} \quad (144)$$

Obciążenie ntkm urobku kosztem utrzymania wyrobiska, trasy i przewodów jezdnych wyniesie

$$q_{kp} = \frac{10^3 \cdot K_{kp}}{300 \cdot Q_{dzp}} \text{ zł/ntkm} \quad (145)$$

gdzie

K_{kp} — koszt utrzymania 1 m wyrobiska, trasy i przewodów jezdnych, zł/m rok,

Q_{dzp} — średnia ilość urobku przewożona wyrobiskiem w ciągu doby, t/dobę,

q_{kp} — obciążenie 1 ntkm urobku kosztem utrzymania wyrobiska, trasy i przewodów jezdnych, zł/ntkm.

Obciążenie nettotonokilometra urobku kosztem konserwacji urządzeń i sprzętu do automatyzacji transportu kołowego poziomu. Obciążenie tony urobku kosztem utrzymania urządzeń do automatyzacji transportu kołowego poziomu wyrazi się wzorem

$$k_{katr} = \frac{K_{katr}}{300 \cdot W_{dzp}} \quad \text{zł/tone} \quad (146)$$

Obciążenie ntkm urobku kosztem utrzymania urządzeń do automatyzacji transportu głównego na poziomie wyrazi się wzorem

$$q_{kat} = \frac{K_{katr}}{300 \cdot W_{dzp} \cdot l_{sr}} \quad \text{zł/ntkm} \quad (147)$$

gdzie

K_{katr} — koszt konserwacji urządzeń do automatyzacji transportu kołowego poziomu, zł/rok,

q_{katr} — obciążenie ntkm kosztem utrzymania urządzeń do automatyzacji transportu poziomu, zł/ntkm.

Obciążenie nettotonokilometra urobku kosztem energii zużytej przez transport główny. Obciążenie tony kosztem energii zużytej do transportu kołowego przy średniej długości drogi transportowej l_{sr} w obszarze górniczym wyrazi się wzorem

$$k_{en} = K_{en} \cdot i_e \cdot l_{sr} \quad (148)$$

Obciążenie ntkm urobku kosztami energii elektrycznej zużytej do transportu kołowego wyrazi się wzorem

$$q_{en} = K_{en} \cdot i_e \quad \text{zł/ntkm} \quad (149)$$

gdzie

K_{en} — koszt energii elektrycznej, zł/kWh,

i_e — ilość energii elektrycznej zużytej do transportu 1 ntkm, kWh/ntkm,

q_{en} — obciążenie ntkm urobku kosztem energii elektrycznej zużytej do transportu kołowego, zł/ntkm.

Obciążenie nettotonokilometra urobku kosztem robocizny bezpośrednio związanej z obsługą pociągów (kierowcy elektrowozów ewentualnie konwojenci). Ilość urobku przewiezionego przez elektrowóz w ciągu doby wynosi

$$Q_{el} = Q_{je} \cdot n_{el} \quad (150)$$

Koszt robocizny (kierowców elektrowozu) związany z obsługą elektrowozu w ciągu doby wyznacza się z wzoru

$$K_{cke} = K_{ke} \cdot z_m \quad (151)$$

W przypadku gdy pociąg jest obsługiwany jeszcze przez konwojentów koszt robocizny związany z obsługą elektrowozu w ciągu doby wyniesie

$$K_{cke}' = (K_{ke} + K_{pe}) z_m \quad (151a)$$

Obciążenie tony urobku kosztem robocizny kierowców elektrowozów wyniesie

$$k_{re} = \frac{K_{cke}}{Q_{el}} = \frac{K_{ke} \cdot z_m}{Q_{je} \cdot n_{el}} \quad (152)$$

W przypadku gdy pociąg obsługiwany jest również przez konwojentów obciążenie tony urobku kosztem robocizny wyniesie

$$k_{re}' = \frac{K_{cke}'}{Q_{el}} = \frac{(K_{ke} + K_{pe}) z_m}{Q_{je} \cdot n_{el}} \quad (152a)$$

Obciążenie ntkm urobku kosztem robocizny kierowców elektrowozu przy średniej długości drogi transportu l_{sr} wynosi

$$q_{re} = \frac{K_{ke} \cdot z_m \cdot t_{pe}}{Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{2K_{ke} \cdot z_m}{Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} \text{ zł/ntkm} \quad (153)$$

W przypadku gdy pociąg obsługiwany jest również przez konwojentów wówczas obciążenie ntkm kosztami robocizny wyznacza się z wzoru

$$q_{re}' = \frac{(K_{ke} + K_{pe}) \cdot z_m \cdot t_{pe}}{Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{2(K_{ke} + K_{pe}) \cdot z_m}{Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} \text{ zł/ntkm} \quad (153a)$$

gdzie

- K_{ke} — koszt robotnikodniówki kierowcy elektrowozu, zł/robdn,
- K_{pe} — koszt robotnikodniówki pomocnika kierowcy elektrowozu (konwojenta), zł/robdn,
- z_m — liczba zmian pracy kierowców elektrowozów (i ewentualnie konwojentów pociągu) w ciągu doby,
- Q_{je} — wielkość ładunku użytecznego w jednym składzie pociągu, t,
- Q_{el} — wielkość ładunku użytecznego przewiezionego przez elektrowóz w ciągu doby, t/dobę,
- K_{cke} — całkowity koszt robocizny kierowców elektrowozu w ciągu doby, zł/dobę,
- q_{re} — obciążenie nettotonokilometra urobku kosztem robocizny kierowców elektrowozu, zł/ntkm.

Wyznaczenie całkowitego kosztu nettotonokilometra w transporcie kołowym. Całkowity koszt nettotonokilometra w głównym transporcie kołowym otrzymamy sumując poszczególne stanowi-

ska kosztów cząstkowych, wyprowadzone w poprzednich rozdziałach.

$$q_c = q_{aw} + q_{el} + q_{ptp} + q_{at} + q_{kel} + q_{kw} + q_{kp} + q_{kat} + q_{en} + q_{re} \quad \text{zł/ntkm} \quad (154)$$

$$\begin{aligned} q_c = & \frac{K_w \cdot t_p}{300 \cdot q_w \cdot T_{aw} \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{2K_w}{300 \cdot q_w \cdot T_{aw} \cdot T_{tr} \cdot v_w} + \\ & + \frac{K_{el} \cdot t_{pe}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{ael} \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{2K_{el}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{ael} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} + \\ & + \frac{10^3}{300 \cdot Q_{dzp}} \cdot \left(\frac{K_p}{T_{ap}} + \frac{K_{tp}}{T_{atp}} \right) + \frac{K_{atr}}{300 \cdot W_{dz} \cdot T_{aat} \cdot l_{sr}} + \\ & + \frac{K_{kw} \cdot t_p}{300 \cdot q_w \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{1K_{kw}}{300 \cdot q_w \cdot T_{tr} \cdot v_w} + \\ & + \frac{K_{kel} \cdot t_{pe}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{2K_{kel}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} + \\ & + \frac{10^3 \cdot K_{kp}}{300 \cdot Q_{dzp}} + \frac{K_{katr}}{300 \cdot W_{dzp} \cdot l_{sr}} + K_{en} \cdot i_e + \\ & + \frac{(K_{pe} + K_{ke}) \cdot z_m \cdot t_{pe}}{Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot l_{sr}} + \frac{(K_{pe} + K_{ke}) \cdot z_m \cdot 2}{Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} \quad \text{zł/ntkm} \quad (154a) \end{aligned}$$

Porządkując we wzorze (154 a) poszczególne człony kosztów ntkm według zależności od drogi transportowej l_{sr} , otrzyma się:

$$\begin{aligned} q_c = & \left(\frac{K_w \cdot t_p}{300 \cdot q_w \cdot T_{aw} \cdot T_{tr}} + \frac{K_{el} \cdot t_{pe}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{ael} \cdot T_{tr}} + \right. \\ & + \frac{K_{kw} \cdot t_p}{300 \cdot q_w \cdot T_{tr}} + \frac{K_{atr}}{300 \cdot W_{dz} \cdot T_{aat}} + \frac{K_{katr}}{300 \cdot W_{dz}} + \\ & + \frac{K_{kel} \cdot t_{pe}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{tr}} + \left. \frac{(K_{pe} + K_{ke}) \cdot z_m \cdot t_p}{Q_{je} \cdot T_{tr}} \right) \frac{1}{l_{sr}} + \\ & + \frac{2K_w}{300 \cdot q_w \cdot T_{aw} \cdot T_{tr} \cdot v_w} + \frac{2K_{el}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{ael} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} + \\ & + \frac{10^3}{300 \cdot Q_{dzp}} \left(\frac{K_p}{T_{ap}} + \frac{K_{tp}}{T_{atp}} \right) + \frac{2K_{kw}}{300 \cdot q_w \cdot T_{tr} \cdot v_w} + \end{aligned}$$

$$+ \frac{2K_{ket}}{300 \cdot Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} + \frac{10^3 \cdot K_{kp}}{300 \cdot Q_{dzp}} + K_{en} \cdot i_e + \\ + \frac{(K_{pe} + K_{ke}) \cdot z_m \cdot 2}{Q_{je} \cdot T_{tr} \cdot v_{el}} \text{ zł/ntkm} \quad (155)$$

Jeżeli w analizie kosztu ntkm nie uwzględnia się kosztu amortyzacji wyrobiska transportowego, to we wzorze (155) obliczenie kosztu amortyzacji wyrobiska należy pominąć. Oznaczając przez q_z część kosztów ntkm zależnych od długości drogi transportowej, a przez q_t część kosztów ntkm niezależnych od długości drogi transportu, otrzyma się wzór dla obliczenia ntkm przy średniej długości drogi transportu l_{sr} w obszarze górniczym.

$$q_c = \frac{q_z}{l_{sr}} + q_t \text{ zł/ntkm} \quad (156)$$

Dla uzyskania pełnej wielkości kosztu ntkm zł/ntkm transportu głównego należałoby dodatkowo obciążyć ntkm urobku (węgla lub rudy) kosztem transportu materiałów i skały płonnej po głównych drogach transportowych.

W odniesieniu do kopalń węgla i rud wyprowadzone wzory obejmują urodek niewzbogacony (zasoby przemysłowe brutto), a koszty odnoszą się do zasobów przemysłowych netto; zatem przy obliczaniu kosztu ntkm urobku należy uwzględnić współczynnik czystości wydobywania c_c . Uwzględniając podane powyżej czynniki, ostatecznie otrzymamy wzór dla pełnych kosztów ntkm urobku transportu głównego.

Koszt jednego ntkm urobku odniesiony do zasobów przemysłowych netto można wyrazić:

$$q'_c = \frac{q_z}{c_c \cdot l_{sr}} + \frac{q_t}{c_c} \text{ zł/ntkm} \quad (157)$$

$$c_{csm} = c_c \cdot c_m \cdot c_s \quad (158)$$

$$q_{csm} = \frac{q_z}{c_{csm} \cdot l_{sr}} + \frac{q_t}{c_{csm}} \text{ zł/ntkm} \quad (159)$$

gdzie

- c_c — współczynnik czystości wydobywania,
- c_m — współczynnik uwzględniający udział transportowanych materiałów w stosunku do masy urobku transportu głównego,
- c_s — współczynnik uwzględniający udział transportowanej skały płonnej w stosunku do masy urobku transportu głównego,

Tablica 28
Całkowite i jednostkowe koszty transportu lokomotywami (według dr Żarańskiego)

Wyszczególnienie rocznych kosztów	Rodzaj lokomotyw							
	ropne (benzolinowe)		powietrzne		przewodowe		akumulatorowe	
	w tys. zł	%	w tys. zł	%	w tys. zł	%	w tys. zł	%
Koszty amortyzacji urządzeń . .	136,5	21,5	321	50,6	159,6	46,2	240,0	40,7
Koszty ruchu								
1. robocizna:								
a. obsługa, konserwacja, na- prawy	45,0	7,0	36	5,6	34,2	10,0	31,5	5,3
b. kierowcy lokomotyw . .	90,0	14,0	90	14,2	90,0	26,0	90,0	15,3
2. części zamienne	150,0	23,5	60	9,5	36,0	10,4	30,0	5,0
3. odnowienie baterii	—	—	—	—	—	—	174,6	29,7
4. energia	158,4	25,0	107	16,8	21,6	6,2	21,6	3,7
5. smary	56,7	9,0	21	3,3	4,2	1,2	2,1	0,3
Całkowite koszty eksploatacyjne	636,6	100,0	635	100,0	345,6	100,0	589,9	100,0
Jednostkowe koszty eksploatacyj- ne 1 brtkm	0,106		0,106		0,058		0,131	
Jednostkowe koszty ruchu								
1 brtkm	0,083		0,052		0,031		0,058	
Jednostkowe koszty eksploatacyj- ne 1 tkm użytkowego								
1. wozy małe 0,8 t	0,285		0,285		0,156		0,354	
2. wozy średnie 2,5 t	0,255		0,255		0,133		0,289	

- q'_c — koszt jednego ntkm odniesiony do zasobów przemysłowych netto, zł/ntkm,
 q_{csm} — koszt jednego ntkm urobku przy uwzględnieniu współczynnika czystości wydobywania, transportu materiałów i skały płonnej, zł/ntkm.

Obciążenie tony węgla lub rudy kosztem transportu głównego w zależności od długości drogi transportu l_{sr} otrzyma się mnożąc wartość ntkm q wyrażoną wzorem (161) przez średnią długość drogi transportu l_{sr} w rozpatrywanym obszarze górniczym

$$q_l = q_{z1} + q_{l1} \cdot l_{sr} \quad \text{zł/tonę} \quad (160)$$

gdzie

$$q_{z1} = \frac{q_z}{c_{csm}} \quad \text{oraz} \quad q_{l1} = \frac{q_l}{c_{csm}}$$

skąd

$$q = \frac{q_{z1}}{l_{sr}} + q_{l1} \quad \text{zł/ntkm} \quad (161)$$

29.2. Zestawienie rocznych kosztów eksploatacyjnych pracy 10 lokomotyw z wydajnością 2000 bruttonokilometrów na lokomotywę i dzień

Tablice 28 i 29 zawierają koszty obliczone na podstawie wartości dniówek, kg, m³ i kWh.

Koszty inwestycyjne urządzeń przewozowych przypadające na

Tablica 29

Koszt części wymiennych

Wyszczególnienie	Przewóz lokomotywami			
	spalinowymi	powietrznymi	elektrycznymi przewodowymi	elektrycznymi akumulatorowymi
Do lokomotyw i urządzeń zasilających, zł na lokomotywę na rok	15 000	6000	3000	3000
Do wyposażenia chodników, zł na km toru na rok	—	—	1020	—
Do odnowienia akumulatorów, zł na kWh na rok	—	—	—	192

1 KM mocy czynnych lokomotyw, obliczone dla 5 różnych urządzeń o jednakowej wydajności 2000 brtkm/lokomotywę i dzień, przedstawia tablica 30.

Tablica 30

**Koszty inwestycyjne urządzeń przewozowych
przypadające na 1 KM mocy lokomotyw**

Lokomotywy	tys. zł	%
Benzolowe	23,4	100
Ropne	25,9	111
Elektryczne przewodowe . .	41,5	178
Elektryczne akumulatorowe	70,2	300
Powietrzne	83,1	356

Przejsie od kosztów całkowitych do kosztów jednostkowych uzyskuje się następująco:

Całkowity koszt eksploatacyjny 10 lokomotyw przewodowych w ciągu 1 roku osiągnął kwotę (tablica 28)

$$C = 345\,600 \text{ zł}$$

na 1 lokomotywę

$$C_1 = \frac{C}{10} = 34\,560 \text{ zł}$$

a na 1 brtkm

$$q_b = \frac{34\,560}{2000 \cdot 300} = 0,058 \text{ zł/tkm}$$

Stosunek ntkm do brtkm przy przewozie pociągów o składzie 24 wozów o ładunku 2,5 t i ciężarze martwym 1,1 T, przy ciężarze lokomotywy 14 T, wynosi

$$k_c = \frac{24 \cdot 2,5}{14 + 3,6 \cdot 24 + 14 + 1,1 \cdot 24} = 0,43$$

Koszt ntkm

$$q = \frac{0,058}{0,43} = 0,133 \text{ zł/tkm}$$

30. KOSZT ODSTAWY PRZENOŚNIKAMI

Jeżeli mamy do przetransportowania ładunek Q ton w ciągu zmiany na odległość l m, to wydajność urządzenia powinna wynosić $Q \cdot l$, tm/zm.

Koszt odstawy wykonanej w ciągu jednej zmiany wyniesie

$$c = c_1 + c_2 \cdot l + \frac{C_1}{t_1} + \frac{C_2 \cdot l}{t_1} + \frac{C_3 \cdot l}{t_2} \quad \text{zł/zm}$$

$$c = c_1 + \frac{C_1}{t_1} + \left(c_2 + \frac{C_2}{t_1} + \frac{C_3}{t_2} \right) \cdot l \quad \text{zł/zm} \quad (162)$$

Koszt odstawy 1 tkm

$$q = \frac{c}{Q \cdot l} = \frac{c_1 + \frac{C_1}{t_1}}{Q \cdot l} + \frac{c_2 + \frac{C_2}{t_1} + \frac{C_3}{t_2}}{Q} \quad \text{zł/tm} \quad (163)$$

gdzie

- c_1 — płace obsługi odstawy w ciągu zmiany, zł,
- c_2 — koszt energii, smarów, remontów itp. przypadający na 1 m odstawy w ciągu zmiany, zł,
- C — wartość przenośników wraz z montażem i demontażem, zł

$$C = C_1 + C_2 \cdot l + C_3 \cdot l \quad (164)$$

przy czym

- C_1 — wartość urządzeń odstawy nieproporcjonalna do jej długości, amortyzowana w czasie t_1 zmian, np. napędy,
- C_2 — wartość jednego metra urządzeń odstawy proporcjonalna do jej długości, amortyzowana także przez t_1 zmian, np. konstrukcja nośna,
- C_3 — wartość jednego metra urządzeń odstawy proporcjonalna do jej długości, amortyzowana w okresie t_2 zmian, np. taśma.

Oznaczmy przez

$$q_1 = \frac{c_1 + \frac{C_1}{t_1}}{Q}; \quad q_2 = \frac{c_2 + \frac{C_2}{t_1} + \frac{C_3}{t_2}}{Q}$$

Wobec tego koszt odstawy 1 tm przybierze postać

$$q = \frac{q_1}{l} + q_2 \quad \text{zł/tm} \quad (165)$$

Wzór przedstawia tę samą zasadę rozwoju kosztów, jak przy transporcie przerywanym.

Koszt odstawy 1 t na odległość l m wynosi

$$C_T = q \cdot l = q_1 + q_2 \cdot l \quad \text{zł/tm} \quad (166)$$

Koszty inwestycyjne przenośników taśmowych. Przenośniki taśmowe charakteryzują się dużymi kosztami inwestycyjnymi.

Całkowite koszty inwestycyjne I_K ciągów przenośników na danej trasie otrzymuje się z wzoru

$$I_K = k_1 \cdot k_2 \cdot \sum_{i=1}^{i=n} K_i \quad \text{zł} \quad (167)$$

gdzie

K_i — koszt jednej grupy elementów przenośnika złożonego z n_i elementów

$$K_i = n_i \cdot z_i$$

gdzie

n_i — liczba jednorodnych elementów w danej grupie,

z_i — cena jednostkowa elementu,

k_1 — współczynnik uwzględniający koszty części zamiennych,

k_2 — współczynnik uwzględniający koszty transportu i montaż.

Koszt inwestycyjny przenośnika TND 32/800 długości 100 m (ceny obowiązujące od 1. I. 1956 r.) podaje tablica 31.

Koszt inwestycyjny przenośnika TND 20/650 długości 100 m (ceny obowiązujące od 1. I. 1956 r.) podaje tablica 32.

Tablica 31

Koszt inwestycyjny przenośnika TND 32/800 długości 100 m

Grupa elementów przenośnika i	Liczba elementów n_i	Cena jednostkowa z_i zł	Koszty grupy elementów K_i zł
Konstrukcja z kółkami	100 m	305	$K_1 = 30\,500$
Napęd z silnikiem i wysięgnikiem	1 szt.	32 200	$K_2 = 32\,200$
Zwrotnia	1 szt.	3 185	$K_3 = 3\,185$
Taśma gumowa	220 m	303	$K_4 = 66\,660$
Razem			$K_i = 132\,542$

Razem:

$$I_K = 1,1 \cdot 1,1 \cdot 132\,542 = 160\,379 \text{ zł}$$

$$\text{przy } k_1 = 1,1; \quad k_2 = 1,1$$

Koszt inwestycyjny przenośnika TND 20/650 długości 100 m

Grupa elementów przenośnika i	Liczba elementów n_i	Cena jednostkowa elementów z_i zł	Koszty grupy elementów K_i zł
Konstrukcja z krążnikami	100 m	277	$K_1 = 27\,700$
Napęd z ciągnikiem i wysięgnikiem	1 szt.	25 600	$K_2 = 25\,600$
Zwrotnia	1 szt.	3 185	$K_3 = 3\,185$
Taśma	220 m	239	$K_4 = 52\,580$
Razem			$K_I = 109\,065$

Razem:

$$I_K = 1,1 \cdot 1,1 \cdot 109\,065 = 131\,969 \text{ zł}$$

Koszty amortyzacji przenośników taśmowych. Dobowy koszt amortyzacji wyznaczyć można wzorem

$$A_d = \frac{1}{x} \cdot \sum_{i=1}^{i=a} \frac{K_i}{t_i} \quad (168)$$

gdzie

K_i — koszt jednej grupy elementów przenośnika o tym samym czasie amortyzacji t_i lat (właściwej dla danej kopalni),

a — liczba grup elementów,

x — liczba dni roboczych w roku.

Obliczenie dobowego kosztu amortyzacji przenośnika TND 32/300, długości 100 m podaje tablica 33.

Koszty eksploatacyjne przenośnika taśmowego. Składają się one z:

C_a — amortyzacji przenośnika, zł/dobę,

C_r — kosztów robocizny, obsługi, utrzymania, zł/dobę,

C_e — kosztów energii, zł/dobę,

C_m — kosztów smarów i materiałów potrzebnych do bieżącego utrzymania i napraw, zł/dobę.

Obliczenie dobowego kosztu amortyzacji przenośnika TND 32/800
długości 100 m

Elementy przenośnika <i>i</i>	Żywot- ność elementu <i>t_i</i> rok	Koszt grupy elemen- tów <i>k_i</i> zł	Odpis amortyzacyjny roczny grupy elementów $A_r = \frac{K_i}{t_i}$ zł/rok
Konstrukcja z krążnikami . . .	3	30 500	$\frac{K_1}{t_1} = 10\,166$
Napęd z silnikiem i wysięgnikiem	10	32 200	$\frac{K_2}{t_2} = 3\,220$
Zwrotnia	10	3 185	$\frac{K_3}{t_3} = 318$
Taśma	3	66 660	$\frac{K_4}{t_4} = 22\,220$

Roczny odpis amortyzacyjny ciągu przenośników

$$A_r = \frac{K_i}{t_i} = 35\,924 \text{ zł/rok}$$

Dla $x = 300$ dni pracy w roku dobowy odpis amortyzacyjny ciągu przenośników $\frac{A_r}{x} = 120 \text{ zł/dobę}$.

Koszt odstawy 1 t w zł/dobę wyniesie

$$C_t = \frac{C_a + C_r + C_e + C_m}{Q} \text{ zł/t} \quad (169)$$

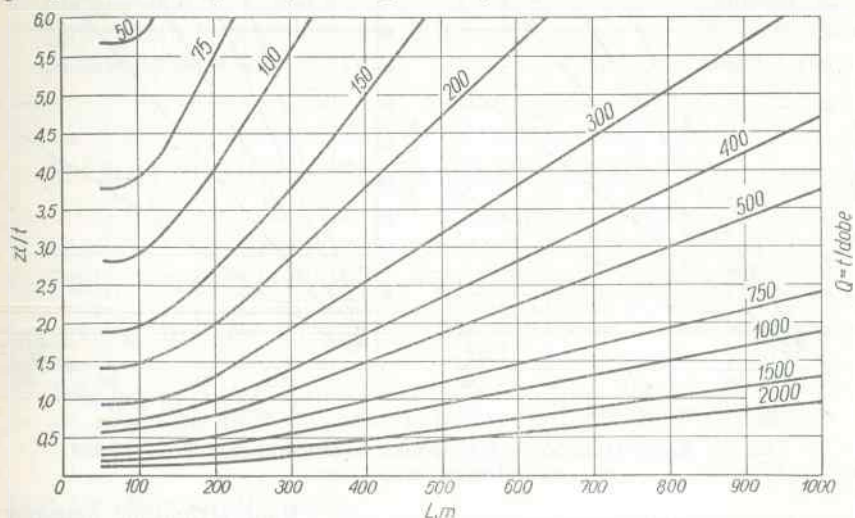
gdzie Q oznacza ilość ton odstawionych przenośnikiem w przeciągu doby.

Obliczony w ten sposób koszt jest wskaźnikiem ekonomicznym odstawy urobku.

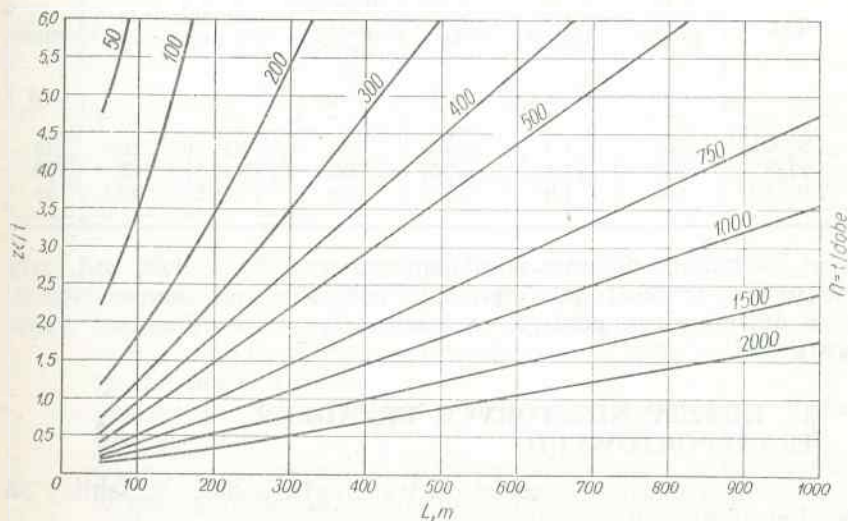
Koszt odstawy 1 t urobku przenośnikami taśmowymi TND 32/800 przy zmiennej odstawie od 50 do 2000 t/dobę (odstawa pozioma), daje wykres na rys. 28, przy odstawie pochyłej do 18° koszty kształtować się będą według wykresu na rys. 29.

Dobór właściwego silnika do napędu przenośnika taśmowego wykonuje się na podstawie tablicy 34 i wykresu na rys. 30. Tablica 34 daje typ silnika, szerokość taśmy i jej prędkość dla żądanej wydajności i długości odstawy, po czym wykres (rys. 30) daje moc silnika w KM dla żądanej długości i odpowiedniego nachylenia wyrobiska.

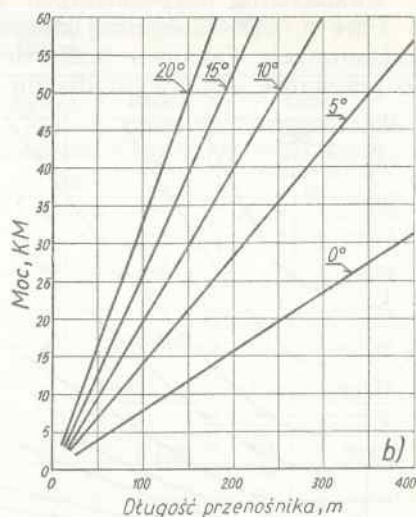
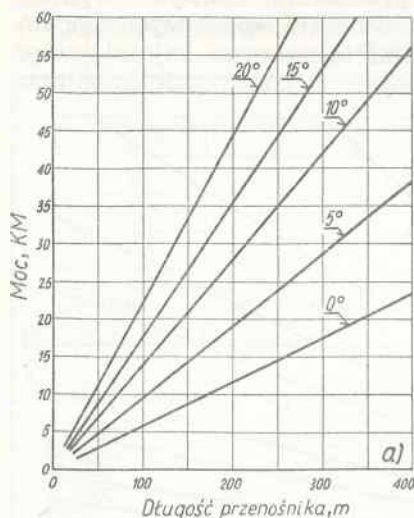
Udział dróg wyposażonych w przenośniki taśmowe wynosił w 1954 r. 21,64% ogólnej długości dróg transportowych kopalń podziemnych. Odstawa przenośnikami taśmowymi zajmuje więc po przewozie szynowym drugie miejsce w transporcie kopalnia-



Rys. 28. Zależność kosztów od wydajności w różnych rodzajach transportu (według Spiwakowskiego)



Rys. 29. Granice opłacalności przenośników i elektrowozów (wg Spiwakowskiego)



Rys. 30. Koszt transportu 1 t urobku przenośnikiem TND 32/800 zabudowanym poziomo

Dane techniczne napędów

Typ	Szerokość taśmy mm	Prędkość taśmy m/sek	Wydajność Q t/godz	Maksymalna długość przenośnika przy 0°/m	Przekładnia typ przełożenia	Silnik
						moc kW
TND 20	650	1,0	~ 100	300	TNP 20 1 : 28,5	15
TND 32	800	1,3	~ 200	250	TNP 32 1 : 23	22
TND 50	800	1,0	~ 160	500	TNP 50 1 : 29,5	45

nym. Wskaźnik otaśmowiania stanowił w 1954 r. 1,98 m/t, gdy w 1947 r. wynosił on tylko 1,25 m/t. Znaczny wzrost wskaźnika otaśmowiania pociąga za sobą duży wzrost kosztów transportu.

31. KOSZTY NIEKTÓRYCH URZĄDZEŃ TRANSPORTOWYCH

Koszty maszyn i urządzeń do transportu podano w tablicy 35 według stanu cen z 1960 r.

Rzeczywisty koszt transportu niektórymi urządzeniami kształtował się następująco (według danych z roku 1957):

szybem	4,62 zł/tkm
szybikiem	22,18 zł/tkm
lokomotywami elektrycznymi przewodowymi	0,49 zł/tkm
karlikami	6,56 zł/tkm
kołowrotami z upadu	24,86 zł/tkm
ręczny lub kołowrotami w poziomie	30,17 zł/tkm
przenośnikami taśmowymi	18,78 zł/tkm

32. TOK PROJEKTOWANIA TRANSPORTU

Transport kopalniany jest ogniwem produkcyjnym, które ze względu na pracochłonność i koszty wymaga właściwego opracowania projektu transportu w zakresie doboru rodzaju i sposobu transportu, środków i urządzeń oraz organizacji i kontroli transportu.

Tok projektowania transportu urobku jest następujący:

- ustala się miejsca ładowania urobku oraz ilość urobku,

Tablica 34

TND i silników elektrycznych

elektryczny

obr/min	typ	moc kW	obr/min	typ	moc kW	obr/min	typ
1460	SZJa 84	15,5	1460	SZJWa 94	17	1460	SZJSa 94
1460	SZJa 94a	25	1460	SZJWa 104	27	1460	SZJSa 104
1475	SZJa 114a	38	1475	SZJWa 114a	40	1475	SZJSa 114a

- projektuje się trasy transportowe oraz ich obciążenie,
- na podstawie obciążenia rzeczywistego i szczytowego poszczególnych tras transportowych dobiera się rodzaj środków i urządzeń transportowych oraz wyznacza ich teoretyczną przepustowość,
- projektuje się obłożenie załogi zatrudnionej przy transporcie,
- wyznacza się wskaźniki techniczno-ekonomiczne transportu, w szczególności pracochłonność i koszt transportu.

Projekt transportu przedstawia się na odpowiednich planach transportu dla poszczególnych pokładów, poziomów i całej ko-

palni; opracowuje się je według normy resortowej RN-52/MG-09406.

Na podstawie planów transportu sporządza się dwa schematy transportowe:

- Schemat jakościowy transportu, który przedstawia długości dróg transportowych, rodzaj stosowanych środków i urządzeń transportowych, obciążenie rzeczywiste i szczytowe, teoretyczną przepustowość urządzeń, wzajemne połączenia szeregowo i równoległe poszczególnych urządzeń transportowych.
- Schemat ilościowy transportu przedstawia w pewnej skali ilości transportowanego urobku w poszczególnych wyrobiskach kopalni z podaniem również obciążenia szczytowego i teoretycznych zdolności przepustowych zainstalowanych urządzeń do transportu.

Schematy transportu ułatwiają analizę i kontrolę dla odpowiedniego doboru dróg transportowych i urządzeń oraz stopnia ich wykorzystania i racjonalnego połączenia, jak również są podstawą do dalszego projektowania transportu dla nowych robót wybiórkowych w następnych okresach pracy kopalni.

Tablica 35

Koszty maszyn górniczych

Lp.	Nazwa	Cena z 1960 r.
Przenośniki wstrząsane		
1	Napęd powietrzny przenośnika wstrząsanego NPPW-200	17 000
2	Napęd powietrzny przenośnika wstrząsanego NPPW-325	18 600
3	Napęd elektryczny przenośnika wstrząsanego (bez silnika) NEPW-5	21 500
4	Napęd elektryczny przenośnika wstrząsanego (bez silnika) NEPW-10	36 300
5	Napęd elektryczny przenośnika wstrząsanego (bez silnika) NEPW-16	58 600
Przenośniki taśmowe		
6	Przekładnia TNP-20	8 950
7	Przekładnia TNP-50	16 000
8	Napęd przenośnika taśmowego (bez silnika) PTG-20/650	29 500
9	Konstrukcja nośna przenośnika taśmowego 650 z bla- chy bez krążników	138/m
10	Napęd przenośnika taśmowego (bez silnika) PTG-32/800	40 000

Lp.	Nazwa	Cena z 1960 r.
11	Przekładnia PTG-32	9 000
12	Stacja zwrotna PTG-800	5 630
13	Konstrukcja nośna przenośnika taśmowego 800 z blachy bez kraźników	154/m
14	Napęd przenośnika taśmowego (bez silnika) PTG-50/800	50 400
15	Napęd przenośnika taśmowego (bez silnika) PTG-50/1000	51 600
16	Stacja zwrotna PTG-1000	5 940
17	Konstrukcja nośna przenośnika taśmowego 1000 z blachy bez kraźników	191/m
18	Krótki przenośnik taśmowy KPT-1 (bez silnika)	10 500
19	Przenośnik taśmowy przesuwny (bez silnika) PTP-650	240 000
Przenośniki zgrzeblowe		
20	Napęd przenośnika zgrzeblowego lekkiego jednołańcuchowego (bez silnika) PZL1-25D	21 900
21	Skrzynia przekładniowa A232P lub L	8 270
22	Stacja zwrotna PZL1-25	3 100
Trasa do PZL1		
23	Rywna normalna do PZL1	270/m
24	Łańcuch zgrzeblowy do PZL1 (1 m uż = 2 m)	232/m uż
25	Końcowa pancerna EAS do przenośnika PZL1-25	6 400
Trasa do PZL2-15		
26	Łańcuch zgrzeblowy do PZL1-15 (1 m uż = 4 m)	571/m uż
27	<i>Przenośnik Skat</i> napęd	30 000
	konstrukcja nośna	750/m
28	<i>Przenośnik Grot</i> napęd	55 000
	konstrukcja nośna	88/m
29	<i>Przenośnik Śląsk</i> napęd	80 000
	konstrukcja nośna	1250/m
Przenośniki zgrzeblowe pancerne PZP-45		
30	Stacja napędowa bez silnika	32 500
31	Przekładnia zębata PZP-45	29 100
32	Stacja zwrotna	8 200
33	Rywna dołączna I główna — 2 m	1 260
34	Rywna dołączna II główna — 2 m	970
35	Rywna dołączna I pomocnicza — 2 m	970
36	Rywna dopełniająca — 0,75 m	380
37	Rywna normalna — 1,5 m	600
38	Człon łańcucha	220/m
39	Osiłona do trasy	84/m

Lp.	Nazwa	Cena z 1960 r.
Przenośniki zgrzeblowe hamujące dwułańcuchowe PZH-30		
40	Stacja napędowa bez silnika	46 400
41	Stacja zwrotna	4 840
42	Rywna przejściowa — 2 m	1 580
43	Rywna normalna — 2,5 m	800
44	Łańcuch członowy — 10,56 m	990
45	Ładowarka zabierakowa ROK-A9 (bez silnika)	32 000
46	Podawarka zgrzeblowa PZE-3 (bez silnika)	23 700
Przenośniki talerzowe hamujące PTH-200		
47	Stacja napędowa bez silnika	26 900
48	Stacja zwrotna	3 100
49	Rywna przejściowa — 4 m	1 950
50	Rywna normalna — 2 m	580
51	Łańcuch członowy — 0,96 m	120
Wozy kopalniane		
52	Wozy małej pojemności do 1,5 m ³	
53	Wóz o pojemności 0,8 m ³ (wg rys. A1-14303)	4 790
54	Wóz o pojemności 1,19 m ³ (wg rys. A1-20340-3)	9 980
55	Wóz o pojemności 0,75 m ³ (wg rys. A1-2317-3)	4 180
	Wóz o pojemności 1,25 m ³ (wg rys. A1-2614-3)	5 100
56	Wóz o pojemności 0,60 m ³ (wg rys. A1-2755-3)	4 630
	Wozy średniej pojemności od 1,5 do 3,0 m ³	
57	Wóz o pojemności 1,5 m ³ (wg rys. A1/S-2760-3)	6 260
58	Wóz o pojemności 2,2 m ³ (wg rys. A1/S-2676-2)	8 400
59	Wóz o pojemności 2,55 m ³ (wg rys. A1/S-2003a-1)	9 220
60	Wóz o pojemności 3,0 m ³ (wg rys. A1/S-2492-2/4)	9 540
	Wozy duże — powyżej 3,0 m ³	
61	Wóz o pojemności 3,5 m ³ (wg rys. B-100921)	16 690
62	Wóz o pojemności 3,9 m ³ (wg rys. O/W-159/54)	18 660
	Wozy kopalniane do drewna	
63	Wozy typowe kłonicowe	4000 ÷ 6500
64	Wozy z platformą obrotową	8 200
	Wozy osobowe	
65	Wóz 8-osobowy (wg rys. A1/10-2397-0)	7 270
66	Wóz 12-osobowy (wg rys. A1/0-3117-0)	9 990
67	Wóz 16-osobowy (wg rys. A1/0-2580-0)	13 300
68	Wóz 18-osobowy (wg rys. A1/0-3044-0)	13 100
Kołowroty		
69	Kołowrót jednobębnowy KE-25 (bez silnika)	36 200
70	Kołowrót EKO-6 (bez silnika)	18 800
71	Kołowrót EKO-28 (bez silnika)	40 100
72	Kołowrót KED-25 (bez silnika)	43 700

Lp.	Nazwa	Cena z 1960 r
73	Kołowrót KPL-2,5	8 500
74	Kołowrót przenośny „Fajkosz” LKP-1	5 160
75	Kołowrót KPP-7	10 500
76	Kołowrót KPP-10	11 000
77	Kołowrót KPP-15	16 000
78	Kołowrót KCH-7	26 100

33. ZASTOSOWANIE POSZCZEGÓLNYCH RODZAJÓW ŚRODKÓW I URZĄDZEŃ TRANSPORTOWYCH ORAZ ICH OCENA TECHNICZNO-EKONOMICZNA

Wytyczne dla doboru środków i urządzeń transportowych w zależności od rodzaju, długości, nachylenia wyrobisk transportowych i ich obciążenia urobkiem są następujące:

Na drogach pochyłych stosuje się transport urobku za pomocą przenośników wstrząsanych, taśmowych, zgrzeblowych lub stalowo-członowych odstawy zsypniami, przewozu linowego oraz ciągnięcia podnośnikami i skipami na kółkach.

Na drogach poziomych transport urobku może odbywać się za pomocą odstawy przenośnikami taśmowymi, wstrząsanymi, zgrzeblowymi, stalowo-członowymi, przewozu linowego lub lokomotywowego.

Przenośniki taśmowe (według § 406 PTEKW) należy stosować do odstawy ilości urobku przekraczającej przeciętnie 25 t/godz przy długości odstawy do 400 m i 35 t/godz przy długości odstawy 600 m w wyrobiskach o nachyleniu:

- przy odstawie po upadzie do 12°,
- przy odstawie po wzniosie do 20°,

szczególnie przy falistym spagu.

Zaletą przenośników taśmowych jest duża wydajność, niezależność wydajności od nachylenia przenośnika, mniejsze zużycie energii niż w przenośnikach zgrzeblowych, możliwość stosowania długich ciągów, małe kruszenie urobku.

Jako wady przenośników taśmowych można wymienić: duże nakłady inwestycyjne, trudna zmiana długości, konieczność prostoliniowego ułożenia, szybkie zużywanie się taśmy i konieczność starannej obsługi i konserwacji, niebezpieczeństwo pożaru wskutek łatwości zapalenia się taśmy.

Przenośniki wstrząsane (§ 423, 425 PTEKW) mogą być stosowane w pokładach grubości powyżej 0,6 m przy upadzie od 0 do 20°. W wyrobiskach chodnikowych można je stosować na od-

ległość do 150 m z wydajnością do 25 t/godz. węgla suchego, niekruszącego się zbytnio.

Zaletą przenośników wstrząsanych jest prosta konstrukcja, łatwość rozbierania i przenoszenia, dogodność skracania i przedłużania oraz duży stopień bezpieczeństwa pracy.

Do wad przenośników wstrząsanych należy zaliczyć: możliwość stosowania tylko w wyrobiskach poziomych lub prowadzonych z upadem, a po wzniesieniu tylko do 4° , duże zużycie mocy, kruszenie urobku, ograniczoną wydajność, wytwarzanie dużego hałasu.

Przenośniki zgrzeblowe stosuje się w wyrobiskach o nachyleniu w kierunku upadu do 30° i w kierunku wzniosu do 15° , jako przenośniki zgrzeblowe przesuwające, a w wyrobiskach z upadem do 45° jako przenośniki zgrzeblowe hamujące. Najkorzystniejsza długość przenośników hamujących mieści się w granicach 200 do 250 m.

Zalety przenośników zgrzeblowych są następujące: duża wydajność niezależna od nachylenia, prosta i wytrzymała konstrukcja, możliwość przesuwania bez rozbierania, łatwość wydłużania i skracania, dodatkowo przy hamujących zmniejszenie rozdrabniania urobku i tworzenia pyłu.

Do wad zalicza się: wysoki koszt inwestycyjny, duże zużycie energii, znaczne zużycie rynien, trudności przy środkowym wyładowaniu urobku.

Przenośniki stalowo-członowe (§ 426, 427 PTEKW) należy stosować w wyrobiskach ze wzniosem do 35° . Dopuszcza się również ich stosowanie w wyrobiskach poziomych lub z upadem, w których obciążenie transportu wynosi ponad 100 t/godz. Zależnie od rodzaju płyt można je stosować przy różnych nachyleniach:

- płyty gładkie do 15° ,
- płyty faliste do 20° ,
- płyty wgłębione do 25° ,
- płyty z przegrodami do 40° ,
- kubelki do 90° .

Przenośniki stalowo-członowe powinny pracować w chodnikach prostych.

Ich zaletą jest duża wydajność, powolny i spokojny ruch, łatwość przystosowania do nierówności trasy i dużych nachyleń. Jako wady można wyliczyć: duży koszt inwestycyjny, znaczny ciężar poruszanych mas, duże zużycie energii, konieczność starannej konserwacji.

Zsypanie są to wyrobiska o dostatecznie dużym nachyleniu 50 do 90° umożliwiające staczanie się lub spadanie urobku pod własnym ciężarem.

Zalety odstawy zsypaniami są następujące: prosta konstrukcja urządzeń, duża wydajność, poza tym mogą służyć jako zbiorniki wyrównawcze (akumulatory urobku).

Z wad należy wymienić: znaczne rozdrabianie urobku, konieczność wyrobisk o dużym nachyleniu, szybkie zużycie powierzchni nośnych, możliwość tworzenia się zatorów urobku.

Przewóz linowy (§ 438 ÷ 458 PTEKW). W wyrobiskach poziomych, w głównych wyrobiskach przewozowych dwutorowych, można stosować *przewóz liną bez końca* pojedynczymi wozami lub zestawami wozów. W wyrobiskach jednotorowych stosuje się przewóz z zestawami wozów za pomocą *liny ciągnącej* (przedniej) i *powrotnej* (tylnej) lub *liny bez końca*. W chodnikach pośrednich można używać *liny otwarte* z dwoma kołowrotami jednobębnowymi, ustawionymi w obu końcach wyrobiska. W wyrobiskach pochyłych przewóz linowy w głównych pochylniach i upadowych wykonuje się za pomocą liny bez końca, a w wyrobiskach z nachyleniem od 5° wzwyż w pochylniach i upadowych o małym wydobyciu za pomocą jednej liny otwartej. Przewóz za pomocą dwu lin otwartych jest dopuszczalny w szybach pochyłych oraz na głównych upadowych i pochylniach dla większych wydajności i przy dużych odległościach transportu, przewożących urobek z jednej stacji nadawczej.

Przewóz linowy wobec powszechnie obecnie stosowanego w kopalniach transportu różnego rodzaju przenośnikami staje się wyłącznie transportem pomoćniczym, głównie do przewozu materiałów, maszyn i urządzeń górniczych.

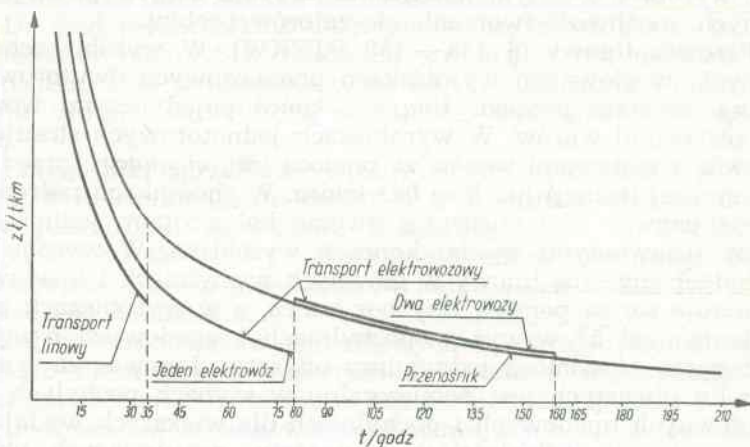
Przewóz lokomotywowy. Przewóz *lokomotywami elektrycznymi* (§ 473) należy stosować we wszystkich poziomych drogach przewozowych przy wydajności 30 t/godz i więcej i przy odległości przewozu co najmniej 500 m.

W kopalniach gazowych III, a także w kopalniach zaliczonych do klasy B zagrożenia pyłowego, należy stosować w głównych wyrobiskach przewozowych i pośrednich gazoszczelne *lokomotywy akumulatorowe, spalinowe* lub *lokomotywy napędzane powietrzem sprężonym*.

Przewóz lokomotywowy podstawowy dla przewozów dołowych ma następujące zalety i wady:

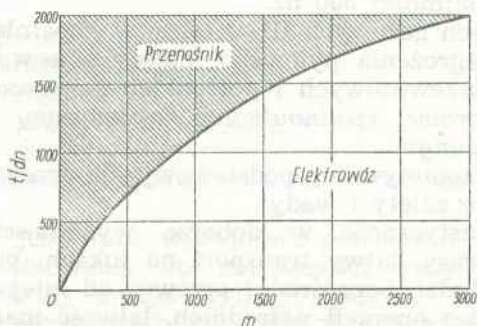
Zalety: elastyczność w doborze wydajności, elastyczność w ustalaniu trasy, łatwy transport na łukach, przewóz urobku, materiałów i ludzi, bezpośredni przewóz od miejsca załadowania aż pod szyb bez operacji pośrednich, łatwość manewrowania na punktach załadowniczych, gdzie używa się normalnych lokomotyw, duża wydajność nawet przy drogach jednotorowych, szeroki zakres stosowania od szybu aż do przodków (zwłaszcza lokomotywy bezprzewodowe, akumulatorowe).

Wady: ograniczony zasięg stosowania ze względu na nachylenie (dopuszczalne 2 do 3°), organizacyjny transport najtrudniejszy, wymagający rozkładów jazdy i systematycznych dyspozycji. Aby transport lokomotywami sprostał swym zadaniom, musi być



Rys. 31. Koszt odstawy 1 t urobku przenośnikiem TND 32/800 pracującym przy kącie nachylenia $+18^\circ$

sporządzony dokładny rozkład jazdy oraz zapewniona odpowiednia organizacja i sygnalizacja; poza tym trasa jazdy powinna być starannie utrzymywana, a obsługa i dozór powinny posiadać odpowiednie kwalifikacje.



Rys. 32. Wykresy poborów mocy dla różnych nachyleń przenośników

a — szerokość taśmy 650 mm, prędkość $v = 1,0$ m/sek, b — szerokość taśmy 800 mm, prędkość $v = 1,3$ m/sek

Transport skipem na kółkach z przeciwwagą lub dwoma skiamami jest mało pracochłonny, a pewny w ruchu. Jeden skip odbierać może urobek z kilku poziomów. Skip cechuje się także dużą wydajnością ($v = 8 \div 12$ m/sek). Powoduje on jednak kruшение urobku i wymaga wyrobisk górniczych o dużych przekrojach. Badania radzieckie ustaliły uwidocznioną na rys. 31 zależność kosztów od wydajności różnych rodzajów transportu, zastosowanego na stałym odcinku (400-metrowym) chodnika. Jak wynika z rys. 31, najkorzystniejszy jest transport kołowrotami w zakresie wydajności do 35 t/godz, transport jednolokomotywowy w zakresie wydajności 35 do 80 t/godz i transport przenośnikowy lub dwulokomotywowy w zakresie wydajności 80 do 160 t/godz.

Granica opłacalności stosowania przewozu lokomotywami lub odstawy przenośnikami taśmowymi podana jest na wykresie (rys. 32).

IV. PROJEKTOWANIE TRANSPORTU ZAŁOGI

34. PODSTAWY ENERGETYCZNE TRANSPORTU ZAŁOGI

Dojścia załogi pod ziemią do miejsca pracy i powrót pod szyb zużywają energię górników i powodują straty czasu. Sposoby zmierzające do zmniejszenia strat energii i czasu pracy górników stanowią ważny problem w projektowaniu górnictwem.

Zapotrzebowanie energetyczne człowieka składa się z energii niezbędnej dla dokonania przemiany materii podtrzymującej jego czynności życiowe oraz z przemiany wysiłkowej.

Zapotrzebowanie kaloryczne E_0 dla przemiany podstawowej materii dla mężczyzny oblicza się skróconym wzorem du Bois'a

$$E_0 = 152 \cdot G^{0.73} \text{ kcal/dobę} \quad (170)$$

gdzie G oznacza ciężar człowieka, kg.

Na podstawie przeprowadzonych badań można przyjąć, że dla wzorcowego człowieka (25 lat, 65 kg ciężaru, umiarkowany klimat) zapotrzebowanie energii na podstawową przemianę materii wynosi

$$E_0 = 3200 \text{ kcal/dobę}$$

Dla wykonania określonej ilości pracy użytecznej musi górnik otrzymać pewną ilość energii w postaci pożywienia.

Zapotrzebowanie energii dla wykonywania pracy, a więc zapotrzebowanie kaloryczne na przemianę wysiłkową wyznacza się z wzoru

$$E_w = e_h \cdot G \cdot T \text{ kcal/dobę} \quad (171)$$

gdzie

e_h — godzinowe zapotrzebowanie kaloryczne na przemianę wysiłkową na 1 kg ciężaru człowieka.

Wartość e_h podano w tablicy 36.

G — ciężar człowieka,

T — liczba godzin pracy.

Całkowite zapotrzebowanie kaloryczne człowieka oblicza się wzorem

$$E = E_0 + E_w$$

$$E = E_0 + e_h \cdot G \cdot T \text{ kcal/dobę} \quad (172)$$

Godzinowe zapotrzebowanie kaloryczne e_h na przemianę wysiłkową przypadające na 1 kg ciężaru człowieka

Czynność	e_h kcal/godz na 1 kg ciężaru człowieka
Stanie	1,5
Marsz 4 km/godz	3,0
Marsz 6 km/godz	4,3
Marsz po schodach	16,0
Bieg 8,5 km/godz	8,0
Ciężka praca górnika	$4,7 \div 7,0$

W przypadku ciężko pracującego górnika godzinowe zapotrzebowanie energetyczne na przemianę wysiłkową przy ciężarze $G = 65$ kg wynosi

$$\text{od } E_w = 4,7 \cdot 65 = 305 \text{ kcal/godz}$$

$$\text{do } E_w = 7 \cdot 65 = 455 \text{ kcal/godz}$$

a na sekundę

$$\text{od } E_w = 0,085 \text{ kcal/sek}$$

$$\text{do } E_w = 0,126 \text{ kcal/sek}$$

Średnio można przyjmować

$$E_w = 0,105 \text{ kcal/sek}$$

Całkowite kaloryczne zapotrzebowanie górnika na dobę będzie wynosić przy czasie pracy $T = 8$ godz

$$\text{od } E = 3200 + 305 \cdot 8 = 5644 \text{ kcal/dobę}$$

$$\text{do } E = 3200 + 455 \cdot 8 = 6840 \text{ kcal/dobę}$$

Górnik w krótkich okresach pracy może pracować przy największej mocy wysiłkowej

$$L_w = 7,5 \text{ kGm/sek} = 0,1 \text{ KM}$$

Sprawność przemiany cieplnej pracy w mechaniczną określa się wzorem

$$\eta = \frac{L_w}{E_w \cdot 427} \cdot 100 \% \quad (173)$$

gdzie 427 oznacza mechaniczny równoważnik ciepła. Po wstawieniu podanych wartości L_w i E_w otrzymuje się wartość sprawności

$$\eta = \frac{7,5}{0,105 \cdot 427} \cdot 100 \approx 17 \%$$

Sprawność wysiłkowa górnika jest bardzo niska i w czasie 8 godzinnej dniówki dysponuje on mocą wysiłkową użyteczną

$$E_u = \eta \cdot E_w \cdot T \quad \text{kcal/dn} \quad (174)$$

lub

$$L_u = \eta \cdot 427 \cdot E_w \cdot T \quad \text{kGm/dn} \quad (175)$$

a więc przy wyznaczonych wartościach:

$$E_u = 0,17 \cdot 0,105 \cdot 3600 \cdot 8 \approx 516 \quad \text{kcal/dn}$$

lub

$$L_u = 0,17 \cdot 427 \cdot 0,105 \cdot 3600 \cdot 8 \approx 220\,000 \quad \text{kGm/dn}$$

Podane rozważania wskazują, że rozporządzalna energia górnika, największe obciążenie przemiany wysiłkowej i sprawność przemiany cieplnej na mechaniczną są bardzo małe i dlatego należy pracą fizyczną górnika, jako źródłem energii, bardzo oszczędnie gospodarować.

Przy analizowaniu ruchu górnika w wyrobiskach górniczych można do obliczeń przyjmować moc użyteczną $N_u = 7,5 \text{ kGm/sek}$. Wysiłek górnika związany z poruszaniem się w wyrobiskach górniczych zależy od nachylenia drogi, warunków przewietrzania, temperatury i wilgotności powietrza.

Górnik o ciężarze $G = 75 \text{ kg}$ poruszając się po drodze poziomej z prędkością $v = 1,4 \text{ m/sek}$ osiąga siłę pociągową P równą

$$P = \frac{N_u}{v} = \frac{7,5}{1,4} = 5 \quad \text{kG} \quad (176)$$

Siła ta odpowiada sile pokonywanego oporu W

$$W = G \cdot f = 5 \quad \text{kG} \quad (177)$$

gdzie f oznacza współczynnik całkowitego oporu maszerującego górnika

$$f = \frac{W}{G} = \frac{5}{75} \approx 0,07 \quad (178)$$

Na przejście jednego metra w normalnych warunkach na drodze poziomej górnik zużywa pracę

$$L_w = W \cdot 1 \text{ m} = 5 \quad \text{kGm} \quad (179)$$

$$L_w = \frac{5}{427} \cdot 1000 = 12 \quad \text{cal}$$

W warunkach dołowych poruszanie się górnika odbywa się w prądzie powietrza.

Opór powietrza W_p oblicza się wzorem

$$W_p = C_w \cdot \frac{\rho}{2} \cdot v_p^2 \cdot F \quad \text{kG} \quad (180)$$

gdzie

C_w — współczynnik oporu powietrza, kG/m^2 ; przyjmuje się go zwykle $1,0 \text{ kG/m}^2$,

ρ — gęstość powietrza, $\rho = \frac{1 \text{ kG sek}^2}{8 \text{ m}^4}$,

v_p — prędkość powietrza, m/sek ,

F — powierzchnia rzutu ciała człowieka, m^2 , przyjmuje się $F = 0,64 \text{ m}^2$,

po wstawieniu wartości otrzymamy

$$W_p = 0,04 \cdot v_p^2 \cdot \text{kG}$$

Całkowita praca efektywna marszu górnika na drodze l będzie wynosić

$$L_{up} = (W + 0,04 v_p^2) \cdot l \quad \text{kGm} \quad (181)$$

Jeżeli przyjmujemy, że moc wysiłkowa użyteczna górnika na dniówkę $L_u = 220\,000 \text{ kGm}$ jest całkowicie zużywana na marsz po drodze poziomej przy prędkości powietrza $v = 7 \text{ m/sek}$, to w ciągu dniówki pokonałby on drogę

$$l = \frac{220\,000}{5 + 0,04 \cdot 7^2} = \frac{220\,000}{6,96} = 31\,400 \text{ m}$$

Procentową stratę mocy użytecznej na przejście drogi l określimy z wzoru

$$p = \frac{L_{up}}{L_u} \cdot 100\% \quad (182)$$

Przykład. Górnik o ciężarze 75 kg przebywa do i z miejsca pracy drogę $l = 2500 \text{ m}$, w prądzie powietrza o prędkości $v_p = 6 \text{ m/sek}$. Wyznaczyć stratę mocy użytecznej górnika na dojsście i powrót do miejsca pracy.

$$2L_{up} = 2(W + 0,04 v_p^2) \cdot l = 2(5 + 0,04 \cdot 6^2) \cdot 2500$$

gdzie $2L_{up}$ oznacza pracę marszu górnika na drodze l pokonywanej na dojsście i powrót z miejsca pracy.

$$2L_{up} = 32\,200 \text{ kGm}$$

$$L_u = 220\,000 \text{ kGm}$$

$$p = \frac{2L_{up}}{L_u} = \frac{32\,200}{220\,000} \approx 15\%$$

Praca górnika przy poruszaniu się po wyrobiskach pochyłych znacznie się powiększa, gdyż do pracy tarcia dochodzi jeszcze praca podnoszenia lub hamowania ciężaru ciała. Efektywna praca marszu po wzniesieniu jest równa

$$L_{uw} = (W + 0,04 v_p^2 + G \cdot \sin \alpha) \cdot l \quad \text{kGm} \quad (183)$$

gdzie α oznacza kąt nachylenia wyrobiska
a przy marszu po upadzie

$$L_{uw} = \left[W + 0,04 v_p^2 + \left(1 - \frac{v}{v_{sr}} \right) \cdot G \cdot \sin \alpha \right] \cdot l \quad \text{kGm} \quad (184)$$

gdzie

v — prędkość marszu po upadzie, m/sek,
 v_{sr} — prędkość średnia, m/sek,

$$v_{sr} = \sqrt{\frac{g \cdot k \cdot \sin \alpha}{2}} \quad \text{m/sek}$$

przy czym

g — przyspieszenie ziemskie, 9,81 m/sek²,

k — długość kroku, m,

α — kąt nachylenia wyrobiska.

(jako zasadę należy przyjmować, że $v < v_{sr}$).

Przeprowadzenie analizy kopalń czynnych wykazało, że pieszy transport załogi wymaga znacznego wkładu energii użytecznej. Wkład tej energii wynosił:

dla dróg poziomych	20%
dla dróg pochyłych	33%
dla dróg z drabinami	10%

Dlatego konieczne jest ustalenie maksymalnych długości dróg transportu pieszego, aby zużycie energii górnika nie przekraczało pewnej z góry ustalonej jej wielkości, a w przypadku dłuższych dróg należy projektować transport mechaniczny załogi.

35. WPLYW STRAT CZASU NA WYDAJNOŚĆ

Górnicy pod ziemią idąc przez wyrobiska zużywają nie tylko energię, ale i czas i to tym więcej, im dłuższe są drogi do przebycia i im większe są wzniosy.

Można przyjąć, że na drogach poziomych na przebycie 1 km zużywa się 15 min. Przy zwiększonych odległościach czas ten rośnie do 20 min. Na drogach pochyłych opadających i wznoszących się występuje silny wpływ kąta upadu α . Wpływ ten wyraża się parabolą asymetryczną (rys. 33).

Minimum czasochłonności marszu występuje przy marszu w dół w wyrobisku o upadzie $\alpha = 4^\circ$, co można wyjaśnić w sposób następujący:

Na przejście 1 m człowiek zużywa 5,0 kGm, to znaczy że jego wysiłek wynosi $\frac{5,0 \text{ kGm}}{1 \text{ m}} = 5,0 \text{ kG}$; biorąc pod uwagę średni ciężar

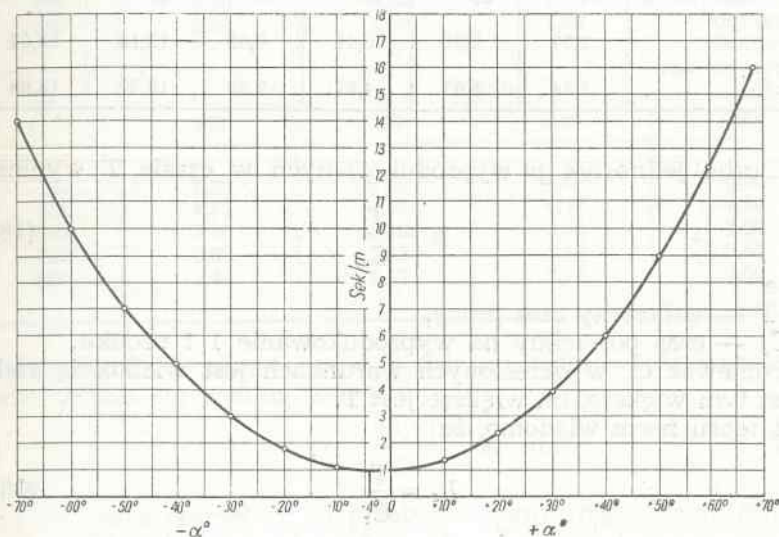
człowieka 75 kg, otrzymamy współczynnik tarcia przy chodzeniu

$$f = \frac{5,0}{75} \approx 0,07$$

co odpowiada kątowni równowagi

$$\alpha = \arctg f = \arctg 0,07 \approx 4^\circ$$

Człowiek idący więc po pochyłości z upadem 4° ponosi najmniejszy wysiłek, co umożliwia mu największą szybkość marszu.



Rys. 33. Czasochłonność marszu jako funkcja nachylenia wyrobiska

Czasy podane w tablicy 37 odnoszą się do wyrobiska posiadającego wysokość przekraczającą 1,4 m.

Przy wyrobiskach niższych czas potrzebny na przemarsz jest większy. I tak, jeżeli wysokość wyrobiska $h = 1,4; 1,2; 1,0; 0,8; 0,6$ m, to współczynnik zwiększający czas przejścia 1 m wynosi 1,0, 1,07, 1,18, 1,33, 1,54.

Jak widać, znaczenie utrzymania odpowiednich przekrojów wyrobisk jest niewątpliwie ważne z punktu widzenia ruchu załogi.

Przyjmuje się, że straty energetyczne przy marszu w dół stanowią 0,52% strat ponoszonych przy marszu w górę.

Strata czasu na przejście załogi wyrobiskami korytarzowymi do miejsc pracy odbija się na jej wydajności.

Czas przejścia 1 m, sek

Kąt nachylenia	0°	3°	5°	8°	10°	15°
Marsz po wzniosie . .	0,93	0,99	1,07	1,22	1,36	1,79
Marsz po upadzie . . .	0,93	0,91	0,92	0,99	1,07	1,35

Kąt nachylenia	20°	30°	40°	50°	60°	70°
Marsz po wzniosie . .	2,37	3,96	6,12	8,85	12,16	16,04
Marsz po upadzie . . .	1,74	3,07	4,97	7,38	10,39	13,98

Liczba jednostek p wyprodukowanych w czasie T wyniesie

$$p = \frac{T}{C_z} \quad (185)$$

gdzie

T — całkowity czas pracy,

C_z — czas potrzebny na wyprodukowanie 1 t urobku.

Ponieważ C_z w określonych warunkach jest wielkością stałą, p jest tym większe, im większe jest T .

Z teorii norm wiadomo, że

$$P_z = \frac{t'}{C_z} \quad (186)$$

gdzie t' jest czasem efektywnym w miejscu pracy, tj. różnicą pomiędzy całkowitym czasem T a czasem straconym na dojście i powrót z miejsca pracy.

Przyjmując, że $P_z = y$, $t' = a$ (wartość stała) i $C_z = x$, otrzymuje się równanie

$$y = \frac{a}{x} \quad (187)$$

które przedstawia na wykresie hiperbolę równoboczną zbudowaną na podstawie danych zestawionych w tablicy 38 (rys. 34).

Z tablicy 38 i z wykresu przedstawionego na rys. 34 wynika, że wystarczy przy tym samym C_z podniesienie czasu przebywania w przodku, aby osiągnąć lepszą wydajność P_z .

Otóż czas przebywania w przodku można przedłużyć przez dowiezienie ludzi do przodków, czyli skrócenie czasu potrzebnego do przebycia drogi do przodku i z powrotem.

Tablica 38

Zależność wydajności od efektywnego czasu pracy

C_z	$t', \text{ min}$			
	450	420	400	380
	$P_z, \text{ t/robdn}$			
50	9,00	8,40	8,00	7,60
75	6,00	5,60	5,33	5,06
100	4,50	4,20	4,00	3,80
125	3,60	3,36	3,20	3,04
150	3,00	2,80	2,66	2,53

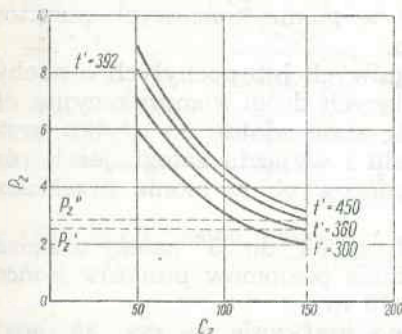
C_z	$t', \text{ min}$			
	360	340	320	300
50	7,20	6,80	6,40	6,00
75	4,80	4,54	4,27	4,00
100	3,60	3,40	3,20	3,00
125	2,88	2,72	2,56	2,40
150	2,40	2,27	2,13	2,00

Oszczędność czasu t_0 uzyskana przez zastosowanie transportu ludzi oblicza się według wzoru

$$t_0 = t \cdot l - \frac{60 \cdot l}{v} - t_1, \text{ min} \quad (188)$$

gdzie

- t — czas potrzebny na przebycie 1 km drogi pieszo, min,
 l — droga transportu załogi, km,



Rys. 34. Zależność wydajności od efektywnego czasu pracy

- v — prędkość przewozowa pociągu osobowego, km/godz,
 t_1 — czas oczekiwania załogi na odjazd pociągu osobowego 2 do 6 min.

Przykład. Jeżeli $t = 18$ min, długość drogi $l = 2$ km, prędkość jazdy pociągu $v = 7,5$ km/godz i $t_1 = 4$ min, to

$$t_0 = 18 \cdot 2 - \frac{60 \cdot 2}{7,5} - 4 = 16 \text{ min}$$

Wraz z drogą powrotną oszczędność wynikająca z zastosowania transportu wynosi 32 min, co — jak widać z rys. 34 i tabl. 38 — podwyższa normę zasadniczą ($P' - P_{zz}$). Ponadto transport załogi zmniejsza jej straty energetyczne.

36. NORMATYW DO ORGANIZACJI TRANSPORTU LUDZI

Przy opracowywaniu przepisów dotyczących transportu ludzi w kopalniach przyjęto w PTEKW, jako postanowienia wyjściowe, że straty energetyczne marszu powinny być ograniczone do 4% mocy użytecznej górnika przy kącie wzniesienia $\alpha < 30^\circ$ i 3,5% mocy użytecznej przy kącie $\alpha > 30^\circ$ wzniesienia drogi pieszej.

Na podstawie powyższych postanowień oraz uwzględniając czynnik ekonomiczny straty czasu zostały ujęte w PTEKW następujące przepisy dotyczące transportu załogi:

§ 537 Regularny przewóz załogi (RN-53/MG-05664) do miejsc pracy w poziomych wyrobiskach należy stosować, jeżeli przewóz lokomotywami w poszczególnym skrzydle pokładu przekracza 1000 m.

§ 547 Przewóz ludzi w wyrobiskach pochyłych jest obowiązkowy, gdy różnica wysokości w pionie końcowych punktów wyrobiska przekracza 90 m.

§ 705 W szybach i szybikach pionowych lub pochyłych o nachyleniu powyżej 65° , stanowiących drogi komunikacyjne dla załogi, muszą znajdować się stale zdadne do użytku urządzenia wyciągowe dla zjazdu i wyjazdu załogi, jeżeli różnica poziomów punktów końcowych w pionie przekracza 50 m.

W wyrobiskach o nachyleniu od 30° do 65° należy urządzać przewóz dla ludzi, gdy różnica poziomów punktów końcowych w pionie przekracza 75 m.

Podane przepisy przedstawiono graficznie na rys. 35, gdzie krzywa wyznaczająca granicę obszaru obowiązkowego przewozu załogi jest funkcją kąta nachylenia α .

$$l = f(\alpha^\circ) \quad (189)$$

Zgodnie z § 547 dla $\alpha \leq 30^\circ$

$$l = \frac{90}{\sin \alpha} \text{ m}$$

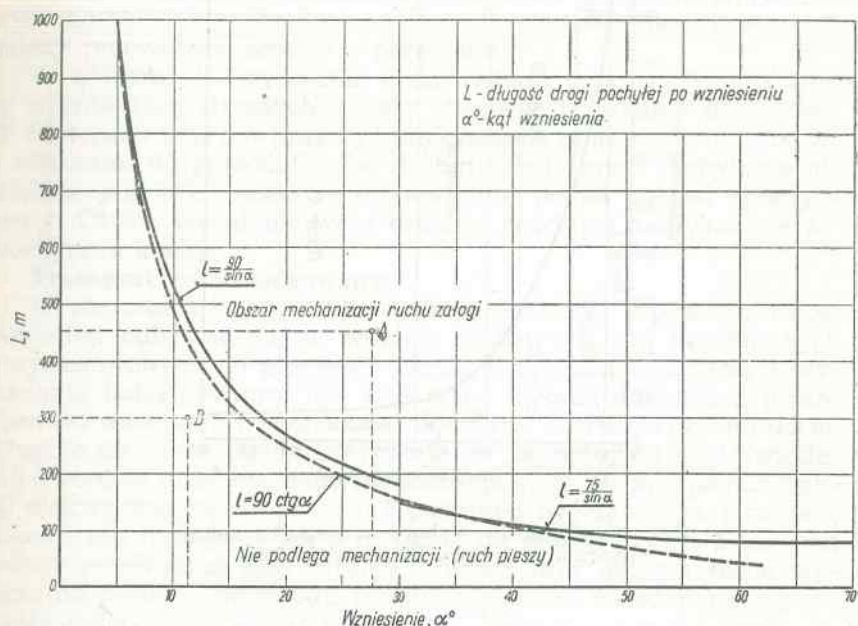
a według § 705 dla $\alpha \geq 30^\circ$

$$l = \frac{75}{\sin \alpha} \text{ m}$$

Przy opracowywaniu normatywu podziemnego transportu załogi (T. Czekański) (RN-53/MG-05664) przyjęto funkcję:

$$l = 90 \cdot \operatorname{ctg} \alpha \text{ m}$$

Przy tym założeniu dla upadków do 30° obniżono granicę obszaru obowiązującego przewozu załogi tylko w nieznacznym stopniu,



Rys. 35. Normatyw służący do wyznaczania długości dróg pochyłych z mechanicznym przewozem ludzi

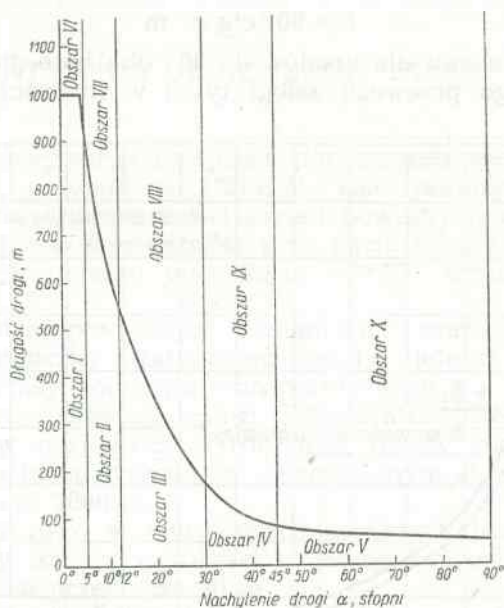
natomiast dla $\alpha > 40^\circ$ granica została znacznie obniżona, co wpływa silnie na zmniejszenie strat energetycznych i czasowych górnika w porównaniu z PTEKW.

Przyjęcie funkcji $l = 90 \cdot \operatorname{ctg} \alpha$ daje nieprzerwaną krzywą graniczną obszaru mechanizacji transportu załogi.

37. SPOSOBY TRANSPORTU ZAŁOGI

Norma resortowa transportu załogi (rys. 36) wyodrębnia dziesięć obszarów, przy czym w obszarach I do V stosuje się niezmekanizowany transport załogi, a w obszarach VI do X transport załogi musi być zmechanizowany. Wytyczne transportu załogi podaje tablica 39.

Transport niezmekanizowany. W obszarze I (wyrębiska o nachyleniu do 5°) oraz w obszarze II (wyrębiska o nachyleniu



Rys. 36. Diagram wyboru transportu załogi
(Norma resortowa RN-53 MG-05664)

5 do 12°) należy stosować osobne chodniki dla przejścia ludzi lub wzdłuż jednego ociosu wyrębisk przeznaczonych do innych celów urządzać przejścia dla ludzi według norm resortowych RN-53/MG-52201, RN-53/MG-52202 i RN-53/MG-52203. W obszarze III (wyrębiska o nachyleniu 12 do 30°) przejścia dla ludzi mogą być podobnie urządzone jak w obszarach poprzednich z tym, że przejście powinno być od reszty chodnika oddzielone odeskowaniem; ponadto w przejściu należy przewidzieć stopnie lub deski z poprzecznymi listwami.

Wytyczne transportu załogi

Niezmechanizowany					
Nachylenie wyrobiska, stopnie	do 5	5 ÷ 12	12 ÷ 30	30 ÷ 45	powyżej 45°
Obszar	I	II	III	IV	V
Zmechanizowany					
Nachylenie wyrobiska, stopnie	do 5	5 ÷ 12	12 ÷ 30	30 ÷ 45	powyżej 45°
Obszar	VI	VII	VIII	IX	X

W obszarze IV (wyrobiska o nachyleniu 30 do 45°) przejście powinno być jak poprzednio oddzielone odeskowaniem, prócz tego należy przewidzieć schody z poręczami.

W obszarze V (wyrobiska o nachyleniu powyżej 45°), a więc w wyrobiskach stromych, należy stosować przedziały drabinowe. W odstępach 8 m powinny być wykonane dworce osobowe z pomostem do wsiadania i przejściami bocznymi szerokości około 0,9 m. Długość dworców powinna wynosić co najmniej 60 m. Oświetlenie dworców musi być zainstalowane na stałe. W przypadku trakcji elektrycznej przewód jezdny powinien być zawieszony na wysokości nie mniejszej jak 2 m licząc od główki szyny. Poza tym należy przewidzieć sygnalizację świetlną oraz automatyczne wyłączenie prądu z przewodu jezdnego podczas wsiadania i wysiadania ludzi.

Transport zmechanizowany.

W obszarze VI (wyrobiska o nachyleniu do 5°) przewóz załogi powinien odbywać się w wozach osobowych lub kopalnianych przystosowanych do przewozu ludzi. W miejscu wsiadania i wysiadania ludzi powinny być wykonane dworce osobowe z pomostem do wsiadania i przejściami bocznymi szerokości około 0,9 m. Długość dworców powinna wynosić co najmniej 60 m. Oświetlenie dworców musi być zainstalowane na stałe. W przypadku trakcji elektrycznej przewód jezdny powinien być zawieszony na wysokości nie mniejszej jak 2 m licząc od główki szyny. Poza tym należy przewidzieć sygnalizację świetlną oraz automatyczne wyłączenie prądu z przewodu jezdnego podczas wsiadania i wysiadania ludzi.

W obszarze VI i VII (wyrobiska o nachyleniu 5 do 12°) transport załogi może odbywać się przenośnikami taśmowymi z taśmą gumową szerokości co najmniej 800 mm i przy szybkości taśmy nie przekraczającej 1,5 m/sek. Wzdłuż całego przenośnika powinny być rozmieszczone urządzenia sygnalizacyjne umożliwiające nadawanie sygnałów z dowolnego miejsca trasy.

W obszarze VIII (wyrobiska o nachyleniu 12 do 30°) i w obszarze IX (wyrobiska o nachyleniu 30 do 45°), a więc w wyrobi-

skach o średnim i dużym nachyleniu, urządza się przewóz ludzi w specjalnych wozach osobowych dostosowanych do jazdy w wyrobiskach pochyłych. W miejscach wsiadania i wysiadania ludzi powinny być zainstalowane pomosty-schodkowe lub schody. Cała trasa przejazdu ludzi musi mieć stałe oświetlenie oraz sygnalizację.

W obszarze X (wyróbiska o nachyleniu powyżej 45°) stosuje się klatki szybowe lub skipy z pomostami dla ludzi. Szybkość jazdy powinna być mniejsza od 12 m/sek, a przyspieszenie nie może przekraczać 1,2 m/sek². Wyposażenie wyciągów klatkowych i skipowych przeznaczonych do przewozu ludzi powinno odpowiadać wymaganiom stawianym tym urządzeniom.

38. ANALIZA I PROJEKTOWANIE TRANSPORTU ZAŁOGI

Dla przedstawienia na czynnej kopalni istniejącego stanu transportu załogi wykonuje się jego analizę; celem analizy jest określenie ilościowe i jakościowe transportu oraz wyznaczenie czasów straconych na dojście i powrót do miejsca pracy.

Podstawą do przeprowadzenia analizy jest schemat transportu załogi wykonany jako plan transportu załogi na poszczególnych poziomach kopalni lub jako schemat przestrzenny w układzie izometrycznym dla całej kopalni. Na planach oznacza się: trasy transportu z oznaczeniem sposobu transportu (pieszo, przewóz w wagonach osobowych, taśmami), ilość przewożonych lub idących pieszo osób, długość tras, dworce osobowe, położenie miejsc pracy z oznaczeniem numerów oddziałów wydobywczych.

Dane w schemacie powinny się odnosić do obłożenia miejsc pracy w normalnym dniu wydobywczym kopalni.

Według danych naniesionych na planach oblicza się czasy transportu załogi do miejsca pracy oraz wyznacza się wskaźniki transportu załogi:

- wskaźnik przeciętnej drogi przypadającej na transport jednej osoby, k osobkm/osobę,
- wskaźnik przeciętnego czasu transportu załogi do miejsca pracy, t osobmin/osobę.

Wskaźnik przeciętnej drogi transportu określa się wzorem

$$k = \frac{\sum n_i \cdot l_i}{\sum n_i} \quad \text{km} \quad (190)$$

a wskaźnik przeciętnego czasu transportu wzorem

$$t = \frac{\sum n_i \cdot t_i}{\sum n_i} \quad \text{min} \quad (191)$$

gdzie

n_i — liczba ludzi transportowanych na poszczególnych odcinkach l_i ,

l_i — długość poszczególnych dróg transportowych,

t_i — czas transportu grupy osób w poszczególnych odcinkach l_i .

Obliczenie wskaźnika przeciętnej drogi transportu k i wskaźnika przeciętnego czasu t dokonuje się oddzielnie dla:

jazdy szybami i szybikami (k_{sj} , t_{sj}),

chodzenia drabinami w szybach i szybikach (k_{sp} , t_{sp}),

jazdy pociągami na drogach poziomych (k_j , t_j),

drogi pieszej w wyrobiskach poziomych (k_p , t_p),

przewozu na drogach pochyłych (k_{pj} , t_{pj}),

drogi pieszej w wyrobiskach pochyłych (k_{pp} , t_{pp}).

Suma przeciętnych wskaźników drogi transportu dla kopalni nazywa się *wskaźnikiem rozległości kopalni* i wyraża się wzorem

$$K = k_{sj} + k_{sp} + k_j + k_p + k_{pj} + k_{pp} \quad \text{km} \quad (192)$$

a sumę przeciętnych wskaźników czasu transportu

$$T = t_{sj} + t_{sp} + t_j + t_p + t_{pj} + t_{pp} \quad \text{min} \quad (193)$$

określa się jako *wskaźnik czasu straconego*, który jest zależny od sposobu transportu załogi i długości dróg transportowych.

Projektowanie transportu załogi polega więc na ustaleniu lokalizacji szybów zjazdowych, podziale załogi na poszczególne rejon-y zjazdowe, wyznaczeniu najkorzystniejszych tras transportowych do poszczególnych miejsc pracy oraz wyborze środków mechanicznych transportu w celu osiągnięcia najmniejszych strat czasu, a więc osiągnięcia maksymalnego efektywnego czasu pracy załogi.

Przy wyborze miejsca pod szyby zjazdowe należy uwzględnić warunki powierzchniowe i dołowe. Lokalizacja szybu powinna zapewniać zarówno dogodne, krótkie drogi dojazdowe z osiedli istniejących lub planowanych jak i maksymalny efektywny czas pracy w przodkach.

Lokalizację peryferyjnych szybów zjazdowych w stosunku do szybów centralnych wyznacza się na podstawie *izochron*, czyli linii równego czasu dojścia załogi do przodków (rys. 37). Izochrony oblicza się uwzględniając czas dojazdu, przyjmując czas dojścia w oddziałach za stały.

Czas dojazdu załogi od szybu zjazdowego do dowolnego punktu w obszarze górniczym wyznacza się wzorem

$$t = \frac{l \cdot k}{v} \quad (194)$$

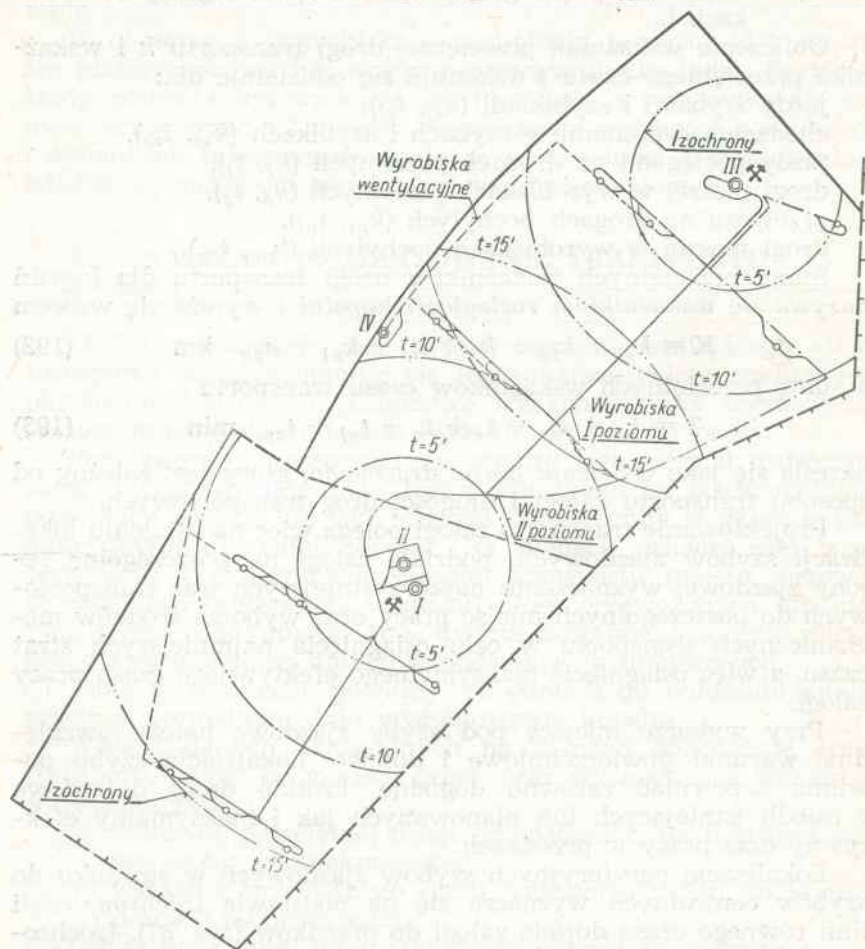
gdzie

t — czas dojazdu, min,

l — odległość oddalonego punktu od szybu w linii prostej, m,

k — współczynnik krętości dróg,

v — przeciętna prędkość pociągu osobowego, m/min.



Rys. 37. Izochrony przewozu załogi na dole kopalni

Sredni współczynnik krętości wynosi $k = 1,24$ przy założeniu, że zmiana kierunku dróg przewozowych w stosunku do dróg wychodzących z podszybia wynosi 90° , a przyrost drogi jest zależny od odległości, w jakiej następuje zmiana kierunku (rys. 38).

Przy podziale AH na cztery równe części otrzymamy:

$$l_{AH} = r,$$

$$l_{AB} = 0,25 r,$$

$$l_{AD} = 0,5 r,$$

$$l_{AF} = 0,75 r.$$

Wtedy

$$l_{ABC} = 0,25 r + \sqrt{r^2 - \frac{r^2}{16}} = 1,21 r$$

$$l_{ADE} = 0,5 r + \sqrt{r^2 - \frac{r^2}{4}} = 1,36 r$$

$$l_{AFG} = 0,75 r + \sqrt{r^2 - \frac{9}{16} \cdot r^2} = 1,4 r$$

$$l_{AH} = r$$

$$l_{\Sigma r} = \frac{1,21 r + 1,36 r + 1,4 r + r}{4} = 1,24 r \quad (195)$$

$$k = \frac{1,24 r}{r} = 1,24 \quad (196)$$

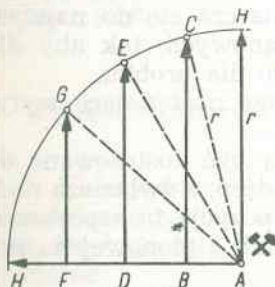
Przy wyznaczaniu izochron przyjmuje się $v = 125$ m/min. Zasięg izochron w przedziale 5 min podaje tablica 40.

Tablica 40

Odległość izochron od szybu zjazdowego przy $v = 125$ m/min i $k = 1,24$

$t, \text{ min}$	5	10	15	20	25	30
$l, \text{ m}$	504	1008	1512	2016	2520	3024

Wrysowując na plan obszaru górniczego projektowaną lokalizację szybów zjazdowych i izochrony, ustala się ostateczną liczbę szybów zjazdowych i ich lokalizację (patrz rys. 37).



Rys. 38. Krętość dróg transportowych

Transport załogi należy projektować zgodnie z przepisami normy RN-53/MG-05664 podanymi w poprzednim rozdziale.

V. PROJEKTOWANIE TRANSPORTU MATERIAŁÓW

39. MASA MATERIAŁOWA TRANSPORTOWANA W KOPALNI

Głównymi materiałami transportowanymi na dole w kopalni są: drewno i żelazo, służące do obudowy. Wagowo stanowią one 85% materiałów transportowanych pod ziemią. Dalej transportowane są: betonity, cement, kruszywo, cegła, rury żelazne, lutnie, wentylatory, napędy i silniki, konstrukcje do przenośników, części przenośników, materiały wybuchowe, maszyny górnicze, kołowroty, kombajny, wrębówki itp.

Transport materiałów jest pracochłonny (4,9% robocizny) i kosztowny (1,9% kosztów).

40. WYTTCZNE PRZY PROJEKTOWANIU TRANSPORTU MASY MATERIAŁOWEJ

Potok materiałów (masa materiałowa) biegnie w kierunku przeciwnym do potoku urobku. Transport przerywany jest transportem rewersyjnym. Transport ciągły jest transportem jednokierunkowym, a jego zmiana na transport rewersyjny wymaga specjalnych urządzeń.

Przy transporcie ciągłym drogi dostawy materiałów buduje się odrębnie jako trasy torowe. Materiały dostarcza się do najwyższych punktów pól pochylnianych lub ścianowych, tak aby dla ich transportu uzyskać ten sam kierunek co dla urobku.

Przy projektowaniu bierze się pod uwagę następujące wytyczne:

1. Gabaryty (przekroje) wyrobisk muszą być dostosowane do wymiarów transportowanych maszyn i urządzeń, a zwłaszcza nadszybia i podszybia, w których zmienia się pozycję transportowanych przedmiotów z poziomej na pionową lub z pionowej na poziomą.

Zależność wysokości podszybia h od długości transportowanego długiego materiału wynika z trójkątów ABC i CDE (rysunek 39).

Z trójkąta ABC

$$c_1 = \frac{d_1}{\sin \alpha}$$

Z trójkąta CDE

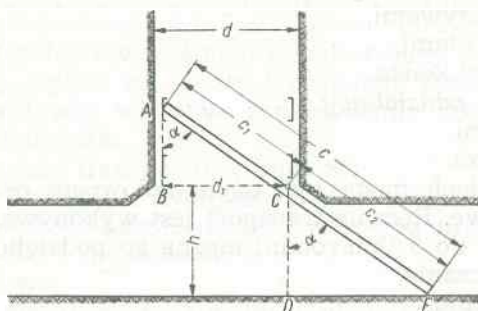
$$c_2 = \frac{h}{\cos \alpha}$$

Długość transportowanej szyny lub drewna jest równa $c_1 + c_2$ a więc

$$c = c_1 + c_2$$

$$c = \frac{d_1}{\sin \alpha} + \frac{h}{\cos \alpha} \quad (197)$$

gdzie d_1 oznacza prześwit między belkami szysbowymi.



Rys. 39. Szkic do wyznaczania wymiarów podszybia

Przyjmując, że maksymalny kąt, pod jakim można podstawić drewno, jest równy $\alpha = 45^\circ$ oraz że $d_1 = 0,7 d$, gdzie d oznacza średnicę szysbu

$$c = \frac{0,7 d}{0,7} + \frac{h}{0,7}$$

Wysokość podszybia

$$h = 0,7 \cdot (c - d) \quad (198)$$

2. Należy dążyć do transportu materiałów bez przeładowywania od miejsca nadania na powierzchni do miejsca użytkowania na dole. Do tego celu nadają się zarówno wozy zwykłe, jak i wozy specjalne.

3. Należy w projekcie ustalić wielkość masy materiałowej według poszczególnych miejsc zużycia i przewidzieć kierunki dostawy.

4. Prawidłowy kierunek dostawy jest z góry na dół, a więc należy wykorzystywać drogi wentylacyjne.

5. Należy transportować według opracowanego schematu i rozkładu jazdy.

6. Należy unikać transportu ręcznego.

41. SPOSOBY TRANSPORTU MATERIAŁÓW

Transport materiałów powinien być wykonywany środkami mechanicznymi:

Transport główny

1. szybami i szybikami („pater noster” o wydajności drewna $10 \text{ m}^3/\text{godz}$; klatka Szymczyka, kosze skipowe o wydajności drewna $30 \text{ m}^3/\text{godz}$),
2. lokomotywami,
3. kołowrotami,
4. liną bez końca.

Transport oddziałowy

1. taśmami,
2. rynnami.

W oddziałach mogą być użyte kołowroty oraz lokomotywki akumulatorowe. Ręcznie transport jest wykonywany wozami przy wydajności 3 do 5 tkm/robdn; można go podzielić na:

1. przetaczanie,
2. ciągnięcie,
3. noszenie.

Wydajność noszenia jest bardzo mała; 0,1 do 0,5 tkm/robdn.

VI. PROJEKT TRANSPORTU W KOPALNI¹⁾

42. ZAŁOŻENIA PROJEKTOWE

Projekt kopalnianego transportu podziemnego powinien obejmować rozwiązanie transportu całej masy materiałowej przewożonej środkami kopalnianymi, przy czym transport materiałów i ludzi odbywać się będzie potokiem przeciwnym do transportu urobku.

Pełne wykorzystanie wszystkich urządzeń przy sprawnej organizacji ma duży wpływ na koszty transportu. Poza tym projekt powinien przewidywać właściwe zaplanowanie taboru, dróg rezerwowych i składowisk.

T e m a t: Projekt transportu w kopalni.

Obliczyć dla kopalni A wydajność i koszt urządzeń transportowych. Zaprojektować urządzenia do transportu urobku. Rozwiązać transport ludzi i materiałów.

Dane wyjściowe:

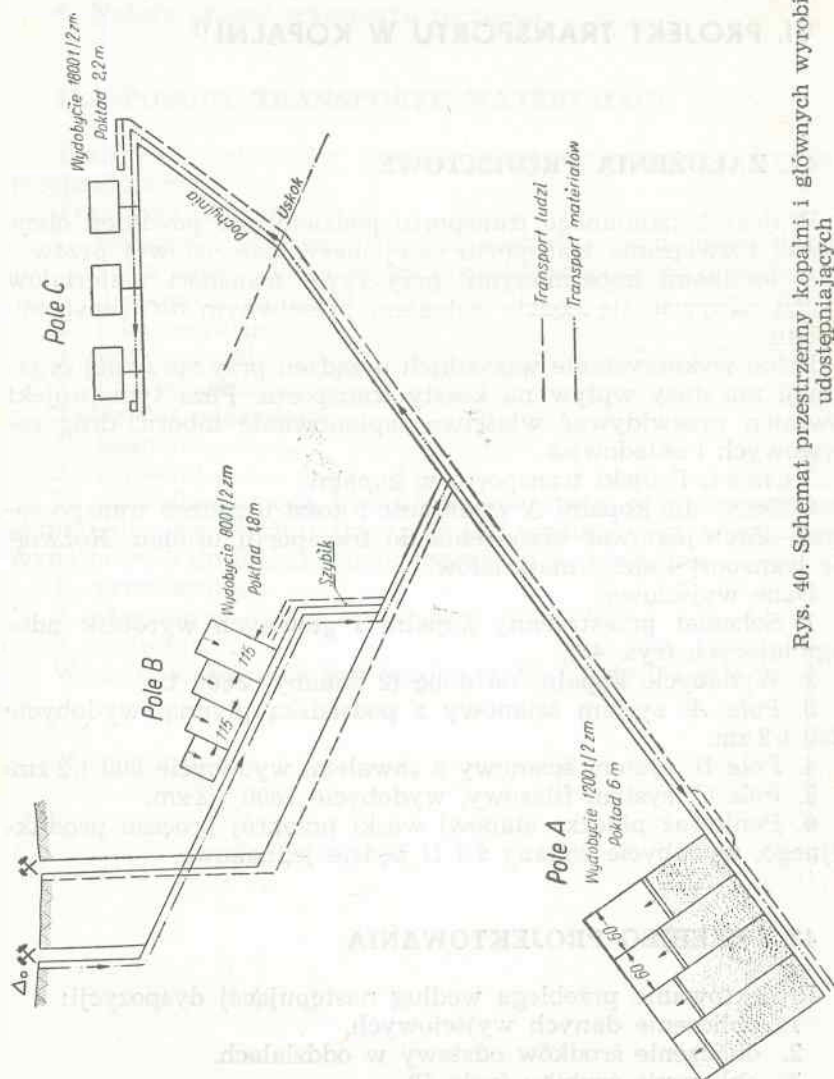
1. Schemat przestrzenny kopalni i głównych wyrobisk udostępniających (rys. 40).
2. Wydobycie kopalni na dobę (2 zmiany) 3800 t.
3. Pole A: system ścianowy z podsadzką płynną, wydobycie 1200 t/2 zm.
4. Pole B: system ścianowy z zawalem, wydobycie 800 t/2 zm.
5. Pole C: system filarowy, wydobycie 1300 t/2 zm.
6. Ponieważ płuczka stanowi wąski przekrój procesu produkcyjnego, wydobycie zmiany I i II będzie jednakowe.

43. PRZEBIEG PROJEKTOWANIA

Projektowanie przebiega według następującej dyspozycji:

1. obliczenie danych wyjściowych,
2. obliczenie środków odstawy w oddziałach,
3. obliczenie szybiku (pole B),

¹⁾ Rozdział ten oparto na materiałach opracowanych przez dr inż. M. Jawienia.



Rys. 40. Schemat przestrzenny kopalni i głównych wyrobisk udostępniających

4. obliczenie maszyny wyciągowej głównego szybu wydobywczego,
5. obliczenie transportu głównego,
6. obliczenie maszyny wyciągowej szybu wentylacyjnego,
7. obliczenie transportu w pochylni oddziału C,
8. przewóz ludzi,
9. transport materiałów,
10. koszty inwestycyjne transportu głównego,
11. zbiorcze zestawienie kosztów inwestycyjnych,
12. schemat ilościowo-jakościowy obsługi transportu,
13. koszty ogólne transportu.

44. DANE WYJŚCIOWE

Pole A. Eksploatacja systemem ścianowym z podszadzką płynną, grubość pokładu 6 m, wybieranie na 2 warstwy.

wydobycie oddziału	1200 t/2 zm/dobę
średni postęp na zmianę, b	1,34 m
liczba zmian produkcyjnych	2 zm
długość ściany, L	60 m
grubość warstwy, h	3 m
ciężar objętościowy węgla w caliznie, γ	1,3 t/m ³

Wydobycie ze ściany

$$Q_{sc} = L \cdot b \cdot h \cdot \gamma = 60 \cdot 1,34 \cdot 3 \cdot 1,3 = 314 \text{ t/zm}$$

ze względu na zmienną grubość pokładu przyjmuje się 300 t.

$$\text{Liczba czynnych ścian podczas każdej zmiany} = \frac{1200}{300 \cdot 2} = 2.$$

Wybieranie prowadzone jest systemem ścianowym poprzecznym w warstwie pierwszej.

Pole B. W oddziale tym wybieranie prowadzone jest ścianami poprzecznymi z zawalem stropu w pokładzie grubości $h = 1,8$ m.

wydobycie oddziału	800 t/2 zm/dobę
długość ściany, L	115 m
średni postęp na dobę, b	1,5 m

(ze względu na słaby strop stosuje się krótki wrąg)

liczba zmian produkcyjnych	2 zm
--------------------------------------	------

Wydobycie ze ściany wyniesie

$$Q_{sc} = 115 \cdot 1,5 \cdot 1,8 \cdot 1,3 = 400 \text{ t/dobę lub } 200 \text{ t/zm}$$

$$\text{Liczba czynnych ścian podczas każdej zmiany} = \frac{800}{200 \cdot 2} = 2.$$

Pole C. Wydobyć jest systemem zabierkowym

grubość pokładu	2,2 m
obłożenie całkowite	na 2 zm
wydobyć oddziału	1800 t/2 zm/dobę ¹⁾
średnie wydobyć z zabierki	45 t/zm

potrzebna liczba zabierek $i_f = \frac{900}{45} = 20/zm$

45. OBLICZENIE ŚRODKÓW ODSTAWY W ODDZIAŁACH

Pole A. Do odstawy w ścianach zastosowano przenośniki zgrzeblowe. Aby odstawić ze ściany 300 t/zm, przenośnik zgrzeblowy powinien mieć wydajność zgodną z wzorem (91)

$$Q_{zg} = \frac{n_k}{k_e} \cdot \frac{W_z}{T} = \frac{2}{0,75} \cdot \frac{300}{8} = 100 \text{ t/godz}$$

Przyjmuje się przenośnik PZP-45.

Wydajność przenośnika taśmowego obsługującego 2 ściany powinna wynosić

$$Q_{taś} = \frac{2}{0,75} \cdot \frac{600}{8} = 200 \text{ t/gcdz}$$

Przyjmuje się taśmę nieckową szerokości 800 mm i prędkości $v = 1,2 \text{ m/sek}$ (Lesiecki, tablica 52)²⁾.

Pole B. Środki transportu jak w polu A.

Wydajność przenośnika zgrzeblowego w ścianie

$$Q_{zg} = \frac{2}{0,75} \cdot \frac{200}{8} = 65 \text{ t/godz}$$

Przyjmuje się pancerny przenośnik zgrzeblowy STP-30 (Lesiecki, tablica 35)²⁾.

Przenośnik taśmowy w chodniku zbiorczym, na który urobek jest kierowany ze ścian szeregowo, zapewnia prawidłową odstawę taśmą nieckową szerokości $b = 650 \text{ mm}$.

Pole C. Przyjmuje się do transportu w zabierkach przenośniki wstrząsane, a w chodniku zbiorczym i w pochylni przenośnik taśmowy.

¹⁾ Dla zabezpieczenia wydobyć przyjmuje się 3 pola pochylniane; w każdym czynnych jest 7 zabierek.

²⁾ W. Lesiecki. Górnictwo t. IX. Transport kopalniany, cz. I. Odstawa urobku, Katowice 1951, PWT.

wynosi na zmianę W_z	$\frac{900}{3} = 300$ t
Efektywny czas pracy T	6 godz
Obciążenie godzinowe przenośników wstrząsanych	

$$Q_h = \frac{300}{6} = 50 \text{ t/godz}$$

$$F_0 = \frac{Q}{\psi \cdot v_{gr} \cdot \gamma \cdot 3600} = \frac{50}{0,6 \cdot 0,5 \cdot 0,85 \cdot 3600} = 0,054 \text{ m}^2$$

Wydajność przenośnika wstrząsanego o przekroju $F_0 = 0,072 \text{ m}^2$ wyniesie

$$Q = \psi \cdot F_0 \cdot v_{sr} \cdot \gamma \cdot 3600 = 0,6 \cdot 0,072 \cdot 0,5 \cdot 0,85 \cdot 3600 = 66 \text{ t/godz}$$

Wydajność przenośnika taśmowego w chodniku zbiorczym i w pochylni obsługującej cały oddział ($W_z = 900$ t) powinna wynosić

$$Q = \frac{n_k}{k_c} \cdot \frac{W_z}{T} = \frac{2 \cdot 900}{0.75 \cdot 8} = 300 \text{ t/godz}$$

Przyjęto taśmę 1000 mm nieckową i $v_{sr} = 1,2$ m/sek. (Lesiecki, tablica 52, patrz notka str. 109).

W szybiku obsługującym pole B można zainstalować zsuwnię albo wyciąg klatkowy. Obliczenie wydajności urządzeń wykonano dla obu wariantów.

Wariant I. Obliczenie wydajności zsuwni śrubowej w szybiku:
Dane:

Srednica zsuwni	1250 mm
Szerokość blachy zsuwni, b	450 mm
Grubość warstwy urobku, h	220 mm
Wysokość zsuwni, H_g	70 m
Skok linii śrubowej zsuwni, H	1,5 m
Kąt nachylenia linii śrubowej, α	30°
Ciężar nasypowy 1 m ³ węgla	0,85 t

Obliczenie:

Długość toru jednego skoku

$$L = \frac{H}{\sin 30^\circ} = \frac{1500}{0,5} = 3000 \text{ mm}$$

Objętość ładunku jednego skoku

$$V = L \cdot b \cdot h = 3 \cdot 0,45 \cdot 0,22 = 0,3 \text{ m}^3$$

Ciężar ładunku jednego skoku

$$Q = 0,3 \cdot 0,85 = 0,255 \text{ t} = 250 \text{ kg}$$

Całkowita pojemność zsuwni

$$V_c = \frac{H_g}{H} \cdot V = \frac{70}{1,5} \cdot 0,3 = 14,0 \text{ m}^3 \quad (199)$$

Całkowity ciężar ładunku zsuwni

$$Q_c = 14,0 \cdot 0,85 = 11,9 \text{ t}$$

Godzinowa wydajność zsuwni

$$Q_h = S \cdot Q_1 \quad (200)$$

przy

$$S = v \cdot t = 0,5 \cdot 3600 = 1800 \text{ mm (droga węgla przebyta w ciągu godziny)}$$

gdzie $v = 0,5 \text{ m/sek}$ (średnia prędkość staczania się węgla).

Ciężar węgla z 1 m zsuwni

$$Q_1 = \frac{Q}{H} = \frac{250}{1,5} = 166 \text{ kg} \quad (201)$$

Godzinowa wydajność zsuwni

$$Q_h = 1800 \cdot 0,166 = 299 \text{ t/godz}$$

Zdolność przepustowa zsuwni 299 t/godz zapewnia odstawę z pola B.

Wariant II. Obliczenia wydajności urządzenia klatkowego do przewozu ludzi, urobku i materiałów.

Dane:

Przyspieszenie rozruchowe a	0,5 m/sek ²
Zwolnienie b	0,7 m/sek ²
Prędkość ustalona v	5 m/sek
t_{zat}	35 sek
H	70 m
Q	5 t

Obliczenie:

Czas rozruchu

$$t_1 = \frac{v}{a} = \frac{5}{0,5} = 10 \text{ sek} \quad (202)$$

Czas hamowania

$$t_3 = \frac{v}{b} = \frac{5}{0,7} = 7 \text{ sek} \quad (203)$$

Droga rozruchu

$$H_1 = \frac{0,5 \cdot 10^2}{2} = 25 \text{ m}$$

Droga hamowania

$$H_3 = \frac{0,7 \cdot 7^2}{2} = 17 \text{ m}$$

Droga biegu ustalonego

$$H_2 = 70 - (25 + 17) = 28 \text{ m}$$

Czas biegu ustalonego

$$t_2 = \frac{28}{5} = 5,6$$

Czas jednego biegu

$$t = 10 + 7 + 5,6 = 22,6 \approx 23 \text{ sek}$$

Całkowity czas biegu

$$T = t + t_{zal} = 23 + 35 = 58 \text{ sek}$$

Liczba wyciągów na godzinę

$$i = 3600 : 58 = 62$$

Uwzględniając współczynnik nierównomierności ruchu $n_k = 1,25$, otrzymuje się wydajność wyciągu

$$W = \frac{62 \cdot 5}{1,25} = 248 \text{ t/godz}$$

Z obliczeń wyciągu wynika, że zabezpiecza on odstawę urobku z pola B, jak również transport materiałów do oddziałów A i C (45 t/dobę) oraz transport skały płonnej w podszybie szybu wentylacyjnego w ilości ~ 300 t/dobę — 10% wydobywania oddziałów A i C.

W szybiku można zainstalować zsuwnię śrubową o średnicy 1250 mm, klatkę dwupiętrową z przeciwwagą do transportu materiałów i ludzi oraz maszynę wyciągową o mocy 150 kW (200 KM).

Obliczenie kosztów wyposażenia szybiku przeprowadzono dla dwóch wariantów:

Wariant I. Obliczenie kosztów zsuwni śrubowej:*Dane:*

Wysokość zsuwni	70 m
Wysokość ogniwa	0,75 m
Ciężar ogniwa	200 kg
Liczba ogniw	100
Ciężar zsuwni	20 000 kg

Obliczenie:

Cena 1 kg zsuwni	5 zł
Cena całkowita zsuwni	100 000 zł

*Obliczenie kosztów klatki z przeciwwagą:**Dane:*

Ciężar klatki z przeciwwagą	2 500 kg
---------------------------------------	----------

Obliczenie:

Cena klatki 2500 · 5 zł	12 500 zł
Cena liny	20 000 zł
razem	32 500 zł

Obliczenie kosztów maszyny wyciągowej (200 KM):

Cena maszyny 200 · 6000 zł	1 200 000 zł
	100 000 zł
	32 500 zł

Całkowity koszt urządzenia	razem	1 332 500 zł
----------------------------	-------	--------------

Wariant II. Szybik wyposażony w maszynę wyciągową o mocy 250 kW (330 KM).

Obliczenie

Cena maszyny wyciągowej 330 · 6000 zł	1 980 000 zł
Cena 2 klatek dwupiętrowych	25 000 zł
Cena liny	15 000 zł
Cena 4 zapychaczy 4 · 10 000 zł	40 000 zł
Całkowity koszt urządzenia	razem
	2 060 000 zł

Wariant I jest tańszy o 727 500 zł, pewniejszy w ruchu i tańszy w eksploatacji.

47. OBLICZENIE MASZyny WYCIĄGOWEJ SZYBU WYDOBYWCZEGO

Wariant I. Urządzenie skipowe (1 skip — 7,5 t) z 2 pomostami do zjazdu załogi i ewentualnie doraźnego opuszczania materiałów.

a. Obliczenie czasu zjazdu załogi:

Pomost ma wymiary $1,2 \cdot 3,3 \text{ m} = 3,96 \text{ m}^2$. Ponieważ 1 człowiek zajmuje $0,18 \text{ m}^2$ powierzchni klatki, przeto jednorazowo można przewieźć $2 \cdot 3,96 : 0,18 = 44$ ludzi.

Przyjmując średnią wydajność dołową 2 t/rodbn. , liczba zjeżdżających ludzi jednej zmiany wydobywczej przy wydobyciu $\frac{3800}{2} = 1900 \text{ t/zm}$ wyniesie $1900 : 2 = 950$ osób + 40 osób dozoru, razem 990 osób.

Dla zjazdu jednej zmiany wydobywczej potrzeba więc

$$\frac{990}{44} = 22,5 = 23 \text{ wyciągi/zm}$$

Przy głębokości szybu $H = 600 \text{ m}$ i prędkości jazdy $v = 12 \text{ m/sek}$, czas ruchu naczynia w okresie jednego wyciągu wynosi

$$t_1 = \frac{H}{v} + 25'' = \frac{600}{12} + 25'' = 75 \text{ sek} \quad (204)$$

a czas przerw wyciągu

$$t_2 = 44 \text{ sek}$$

Cały czas jednego wyciągu wyniesie więc

$$T = t_1 + t_2 = 75 + 44 = 119 \text{ sek}$$

co odpowiada $\sim 2 \text{ min.}$

b. Dane wyjściowe do obliczenia wyciągu:

wydobycie dobowe Q	3 800 t
wydobycie roczne (zadane) Q	1 140 000 t
głębokość szybu H	600 m
okres czasu wydobywczego w roku N	300 dni
współczynnik nierównomierności ruchu n_k	1,25
czas załadowania skipu t_2	10 sek
stopień bezpieczeństwa liny, n	9
czas ciągnięcia urobku szybem, T	13,5 godz
możliwe wydobycie roczne W	1 345 000 t
pojemność skipu P (wyliczona wynosi 6,1; przyjęto znormalizowaną)	7,5 t
wytrzymałość drutów liny na zerwanie K	160 kg/mm^2

Największa szybkość wyciągu z ładunkiem

$$v = 0,8 \sqrt{H} = 0,8 \cdot \sqrt{600} = 0,8 \cdot 24,5 = 19,6 = 20 \text{ m/sek} \quad (205)$$

c. Obliczenie ciężaru martwego skipu:

Ciężar skipów otwieralnych dla węgla bez zawiesi wyraża się wzorem empirycznym

$$K_s = (3,2 \sqrt{R} - 2) \cdot 1,1$$

przy ustalaniu pełnego obciążenia liny trzeba wziąć pod uwagę:

- 2 pomosty do przewozu ludzi, które ważą w przybliżeniu 20% ciężaru martwego skipu,
 - ciężar zawiesia, który przyjmuje się równy 800 kg.
- Ciężar martwy skipu z pomostami i zawieszami wyniesie

$$K_{sc} = (3,2 \sqrt{7,5} - 2) \cdot 1,1 + 20 \% K_s + 800 = 9600 \text{ kg}$$

d. Obliczenie przekroju liny:

$$f = \frac{P + K_{sc}}{\frac{K}{n} - H} = \frac{7500 + 9600}{\frac{16000}{9} - 600} = 14,4 \text{ cm}^2 \quad (206)$$

$$d' = \sqrt{\frac{4f}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 14,4}{3,14}} = \sqrt{18,4} = 4,3 \text{ cm} \quad (207)$$

$$d = 1,35 d' = 1,35 \cdot 4,3 = 5,8 \text{ cm}$$

Przyjęto

dla liny nośnej

średnica	58 mm
wytrzymałość drutu	160 kG/mm ²
siła zrywająca linę (według normy)	243 500 kG
ciężar 1 m liny (według normy)	14,4 kg
całkowita długość liny	680 m
ciężar całkowity liny 680 · 14,4	9800 kg

dla liny dolnej

długość liny	635 m
średnica	58 mm
ciężar liny 635 · 14,4	około 9100 kg

e. Obliczenie prędkości:

prędkość v_{max}	20 m/sek
przyspieszenie rozruchowe a	1,0 m/sek ²
zwolnienie b	1,2 m/sek ²
czas rozruchu t_1	20 sek
droga rozruchu s_1	200 m
czas hamowania t_3	16,7 sek
całkowity czas biegu T	48 sek
droga hamowania s_3	167 m
droga biegu ustalonego s_2	233 m
czas biegu ustalonego t_2	11,7 sek

f. Obliczenie koła pędnego (Koepe):

Ciężary:

ładunku	7 500 kg
dwu skipów	17 600 kg

dwu zawiesi	1 600 kg
liny nośnej	9 800 kg
liny dolnej	9 100 kg
koła linowego	7 200 kg
koła pędnego	9 000 kg
twornika silnika	5 000 kg

$\Sigma G_r = 66\,800$ kg, czyli 6810 jednostek masy

Tablica 41 podaje moc maszyny wyciągowej.

Tablica 41

Moc maszyny wyciągowej

Siła, moc	Chwila					
	1	- 2	+ 2	- 3	+ 3	4
Ładunek P .	7 500	7 500	7 500	7 500	7 500	7 500
Opory, P_w ¹⁾ .	1 500	1 500	1 500	1 500	1 500	1 500
P_{dyn} ²⁾ .	6 810	6 810	—	—	8 170	8 170
Suma sił, ΣP	15 810	15 810	9 000	9 000	830	830
v , m/sek .	0	20	20	20	20	0
Moc N, kW ³⁾ .	0	3 140	1 764	1 764	160	0

1) Opory ruchu przyjęto $P_w = 0,2 P$ 2) $P_{dyn} = \frac{\Sigma G_r}{g} \cdot a$ kG

3) $N = \frac{\Sigma P \cdot v}{102}$ kW

Siła zastępcza

$$P_{zast} = \sqrt{\frac{P_1^2 \cdot t_1 + P_2^2 \cdot t_2 + P_3^2 \cdot t_3}{T}} =$$

$$= \sqrt{\frac{15,81^2 \cdot 20 + 9^2 \cdot 11,7 + 0,83^2 \cdot 16,7}{44,2}} = 11,61 \text{ T} \quad (208)$$

gdzie

$$T = 0,75 (t_1 + t_3) + t_2 + 0,5 t_4 = 0,75 (20 + 16,7) + 11,7 + 0,5 \cdot 10 = 44,2 \text{ sek}$$

Moc zastępcza

$$N_{zast} = \frac{P_{zast} \cdot v \cdot 1,05}{102} = \frac{11\,610 \cdot 20 \cdot 1,05}{102} = 2390 \text{ kW} \quad (209)$$

gdzie 1,05 jest współczynnikiem rezerwy mocy

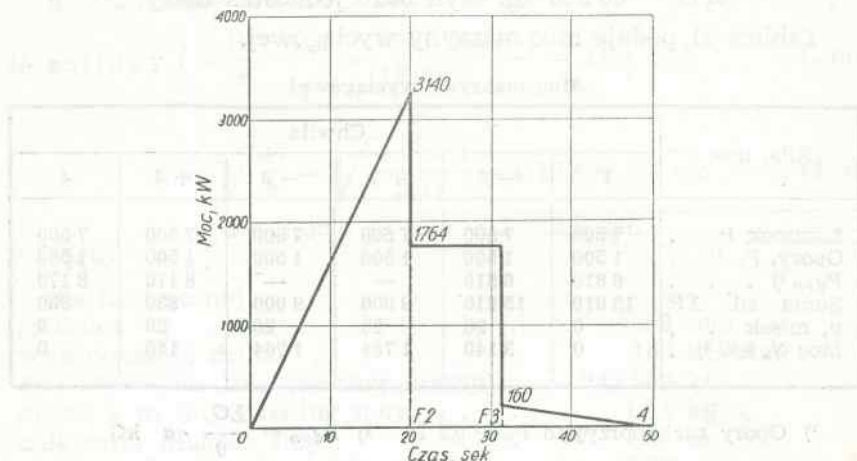
$$N_{zast} = 2390 \text{ kW} = 3250 \text{ KM}$$

Wykres na rys. 41 przedstawia zapotrzebowanie mocy przez maszynę wyciągową.

48. OBLICZENIE TRANSPORTU GŁÓWNEGO

Potrzebną ilość taboru kopalnianego oblicza się według metody opracowanej przez prof. dr inż. T. Czechowicza.

Obliczenia odnoszą się do efektywnego czasu pracy w przodkach oddziałów wydobywczych.



Rys. 41. Wykres zapotrzebowania mocy przez maszynę wyciągową

Rozłożenie wydobywania na poszczególne oddziały przy 2 zmianach wydobywczych na dobę przedstawia tablica 42.

Tablica 42

Wydobywanie z oddziałów według zmian

Oddział A	Zmiana I	Zmiana II	Razem
Pole A . . .	600	600	1200
Pole B . . .	400	400	800
Pole C . . .	900	900	1800

a. Obliczenie wielkości składu pociągu i_w w poszczególnych oddziałach wykonuje się według wzoru

$$i_w = \frac{Q}{n \cdot T \cdot g_w} \quad (210)$$

gdzie

Q — wydobyć z oddziału na zmianę, t,

T — efektywny czas pracy, 6 godz,

g_w — pojemność wozu 2,5 t,

n — liczba pociągów wysyłanych na godzinę z oddziału.

Przyjmuje się, że każde pole wysła 2 pociągi w ciągu godziny.

Pole A

$$i_{wA} = \frac{600}{2 \cdot 6 \cdot 2,5} = 20 \text{ wozów}$$

Pole B

$$i_{wB} = \frac{400}{2 \cdot 6 \cdot 2,5} = 14 \text{ wozów}$$

Pole C

$$i_{wC} = \frac{900}{2 \cdot 6 \cdot 2,5} = 30 \text{ wozów}$$

b. Obliczenie liczby pociągów i lokomotyw.

Cykl jazdy pociągu obejmuje:

t_1 — czas załadowania pociągu w oddziale,

t_2 — czas jazdy pociągu ze stacji załadowniczej,

t_3 — czas wyładowania wraz z postojem w podszybiu,

t_4 — czas jazdy pociągu próżnego z podszybia do stacji załadowniczej.

Dla pola A:

Odległość stacji od szybu 3500 m, prędkość jazdy elektrowozu 12 km/godz, czas załadowania 1 pociągu przyjmuje się:

$$t_1 = 30 \text{ min};$$

$$t_2 = t_4 = 60 \cdot \frac{3,5}{12} = 17,5 \approx 18 \text{ min}$$

$$t_3 = 60 \cdot \frac{20 \cdot 2,5}{330} = 9,1 \approx 10 \text{ min}$$

przy obliczonej zdolności transportowej szybu wynoszącej 330 t/godz.

Czas cyklu pociągu

$$t_{cpA} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 = 30 + 18 + 10 + 18 = 76 \text{ min}$$

Potrzebna liczba pociągów

$$i_{pA} = \frac{t_{cpA}}{t_1} = \frac{76}{30} \approx 2,5$$

przyjmuje się 3 pociągi.

Potrzebna liczba wozów

$$i_{wA} = 3 \cdot 20 = 60 \text{ wozów}$$

Cykl elektrowozu

$$C_A = 36 \text{ min}$$

Potrzebna liczba elektrowozów

$$i_{dA} = \frac{36}{30} = 1,2$$

przyjmuje się 2 elektrowozy.

Dla pola B:

Odległość od szybu 700 m

$$t_1 = 30 \text{ min}$$

$$t_2 = t_4 = 60 \cdot \frac{0,70}{12} = 3,5 \approx 4 \text{ min}$$

$$t_3 = 60 \cdot \frac{14 \cdot 2,5}{330} = 6 \text{ min}$$

$$t_{cpB} = 30 + 4 + 6 + 4 = 44 \text{ min}$$

Liczba pociągów

$$\frac{44}{30} \approx 1,5$$

przyjmuje się 2 pociągi.

Liczba potrzebnych wozów

$$2 \cdot 14 = 28$$

Liczba elektrowozów

$$i_{dB} = \frac{8}{30} \approx 0,3$$

przyjmuje się 1 elektrowóz.

Dla pola C:

Odległość od szybu 2100 m

$$t_1 = 30 \text{ min}$$

$$t_2 = t_4 = 60 \cdot \frac{2,1}{12} = 10,5 \approx 11 \text{ min}$$

$$t_3 = 60 \cdot \frac{30 \cdot 2,5}{330} = 13,6 \approx 14 \text{ min}$$

$$t_{cpC} = 30 + 11 + 14 + 11 = 66 \text{ min}$$

$$i_{pC} = \frac{66}{30} = 2,2$$

przyjmuje się 3 pociągi.

Potrzebna liczba wozów

$$i_{wC} = 3 \cdot 30 = 90 \text{ wozów}$$

Potrzebna liczba elektrowozów

$$i_{dc} = \frac{22}{30} = 0,73$$

przyjmuje się 1 elektrowóz.

Ponieważ elektrowóz musi być chłodzony, a chłodzenie wymaga 50% czasu cyklu, więc na tej trasie będą kursowały 2 elektrowozy. Zestawienie liczby potrzebnych wozów przedstawia tablica 43.

Tablica 43

Zestawienie liczby potrzebnych wozów

Rodzaj wozów	Oddział A	Oddział B	Oddział C	Razem
Wozy obsługujące wydobywanie przodków	60	28	90	178
Wozy używane w przypadku przeszkód w ruchu	20	14	30	64
Wozy akumulatorowe (odpowiadające 20% wydobywania na zmianę)	48	32	72	152
Razem wozów do przewożenia urobku	128	74	192	394
Wozy do przewożenia materiału	30	10	40	80

Zestawienie potrzebnej liczby elektrowozów:

pole A i C po 2 elektrowozy	4
pole B 1 elektrowóz	1
rezerva 2 elektrowozy	2
Razem elektrowozów typu LD3	7

49. OBLICZENIE MASZyny WYCIĄGOWEJ SZYBU WENTYLACYJNEGO

Obliczenie maszyny wyciągowej szybu wentylacyjnego, którym będą opuszczane materiały, a ciągnięty doraźnie kamień i urobek, przeprowadza się analogicznie jak dla maszyny wyciągowej szybu głównego.

Po dokonaniu obliczeń otrzymuje się:	
moc maszyny wyciągowej	935 kW
koszt maszyny	7 629 600 zł
koszt 2 klatek i zawiesi	22 400 zł
Razem	7 652 000 zł

50. OBLICZENIE TRANSPORTU NA POCHYLNI POŁA C

W pochylni projektuje się ciąg taśmy szerokości 1000 mm, przystosowany do transportu ludzi (rys. 40). Ponadto w pochylni układa się tor, a na górnej platformie montuje kołowrót z liną, za pomocą którego będzie się wyciągało wozy z materiałem:

ilość materiałów na dobę Q_m	30 t
długość pochylni L	400 m
nachylenie pochylni	10°

a. Kołowrót w ciągu godziny wyciągnie

$$Q_h = \frac{3600 \cdot G \cdot v}{L} \quad \text{t/godz} \quad (211)$$

gdzie

G — ładunek wozu, 2,5 t,

v — prędkość wyciągu, 1,5 m/sek

$$Q_h = \frac{3600 \cdot 2,5 \cdot 1,5}{400} = 33 \text{ t/godz}$$

Jeśli przyjmiemy 5 godz pracy kołowrotu, podczas zmiany może on wyciągnąć

$$Q_{zm} = Q_h \cdot 5 = 33 \cdot 5 = 165 \text{ t/zm}$$

Siłę pociagową kołowrotu, potrzebną do ciągnięcia wozu ładownego do góry, daje wzór

$$P_1 = (G + G_m) \cdot (f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha) \quad \text{kG} \quad (212)$$

gdzie

G_m — ciężar martwy wozu, 1100 kg,

f — współczynnik całkowitego oporu ruchu wozu, 0,012,

$$P_1 = (2500 + 1100) \cdot (0,012 \cdot 0,985 + 0,174) = 670 \text{ kG}$$

Siła hamująca wóz ładowny

$$P_2 = (G + G_m) \cdot (f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha) \quad \text{kG} \quad (213)$$

$$P_2 = (2500 + 1100) \cdot (0,012 \cdot 0,985 - 0,174) = -583 \text{ kG}$$

Siła rozruchu

$$P_0 = (G + G_m) \cdot (f + \tan \alpha) \quad \text{kG} \quad (214)$$

$$P_0 = (2500 + 1100) \cdot (0,012 + 0,176) = 677 \text{ kG}$$

b. Moc silnika: Do obliczenia mocy silnika przyjęto największą potrzebną siłę $P_0 = 677 \text{ kG}$.

$$N = \frac{P_0 \cdot v}{75 \cdot \eta} = \frac{677 \cdot 1,5}{75 \cdot 0,65} = 20,8 \approx 21 \text{ KM} \quad (215)$$

gdzie $\eta = 0,65$ oznacza współczynnik sprawności kołowrotu.

c. Obliczenie liny:

Przekrój czynny liny daje wzór

$$f = \frac{P_1}{\frac{K}{n} - H} \text{ cm}^2$$

gdzie

K — wytrzymałość drutów liny na zerwanie, $12\,000 \text{ kG/cm}^2$,

n — stopień pewności, 8,

H — wysokość wyciągania,

$$H = L \cdot \sin 10^\circ = 400 \cdot 0,174 \approx 70 \text{ m}$$

$$f = \frac{670}{\frac{12\,000}{8} - 70} = 0,47 \text{ cm}^2$$

Srednica liny

$$d = 1,5 \cdot d' = 1,5 \cdot 0,78 = 1,2 \text{ cm}$$

przy czym

$$d' = \sqrt{\frac{4 \cdot f}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,47}{3,14}} \approx 0,78 \text{ cm}$$

51. PRZEWÓZ LUDZI

W rozpatrywanym przykładzie zjazd załogi odbywać się będzie głównym szybem wydobywczym urządzeniem skipowym wyposażonym w dwa pomosty osobowe. Z diagramu podanego na rys. 36 oraz z normatywu do wyznaczania długości dróg pochyłych ze zmechanizowanym przewozem ludzi (rys. 35) wynika, że do oddziału A i C ludzie będą dowożeni pociągami osobowymi, do oddziału B natomiast ludzie będą się udawać pieszo na odcinku 700 m, a następnie wyjadą na poziom górny, skąd podążą do przodków.

Obliczenie:

Przyjęto dane obliczone w podrozdz. 47:

liczba ludzi I zmiany	= 950 + 40 ludzi dozoru	990
czas cyklu wyciągu załogi		119 sek
liczba ludzi przewożonych 1 wyciągiem		44
liczba wyciągów na zmianę n		23

Całkowity czas zjazdu załogi trwa 46 min.

W poszczególnych oddziałach zatrudniona załoga robotnicza wynosi (bez dozoru):

oddział A — 300 ludzi zjazd	14 min
oddział B — 200 ludzi zjazd	10 min
oddział C — 450 ludzi zjazd	21 min

Czas jazdy pociągu osobowego do oddziału A wynosi

$$t_{1A} = \frac{3500 \cdot 60}{12000} = 17,5 \approx 18 \text{ min}$$

Czas jazdy pociągu osobowego do oddziału C wynosi

$$t_{1C} = \frac{2100 \cdot 60}{12000} = 10 \text{ min}$$

przy czym transport załogi odbywać się będzie wozami osobowymi mieszczącymi dziesięć osób każdy.

Projektowana kolejność zjazdu załogi i jej transportu jest następująca: pierwsza zjeżdża załoga oddziału C, następnie oddziału A i wreszcie oddziału B. W tej samej kolejności odbywa się transport załogi do oddziałów.

Ustalona kolejność zjazdu i transportu załogi wynika z dalszych rozważań.

Transport załogi do oddziału C. Pociąg odjeżdżający do oddziału C składa się z 11 wagonów osobowych o łącznej zdolności przewozowej 110 osób. Liczba składów pociągów odjeżdżających z załogą do oddziału C wynosi 4. Całkowity czas transportu załogi do oddziału C:

czas zjazdu	21 min
czas dojścia, wyczekiwania i wsiadania	5 min
czas jazdy pociągiem	10 min
czas wysiadania z pociągu i wsiadania na taśmę pochylni	10 min
czas jazdy taśmą	10 min
Razem	56 min

Transport załogi do oddziału A. Pociąg odjeżdżający do oddziału A składa się z 10 wagonów osobowych o łącznej zdolności przewozowej 100 osób. Liczba składów pociągów odjeżdżających z załogą do oddziału A wynosi 3. Całkowity czas transportu załogi do oddziału A:

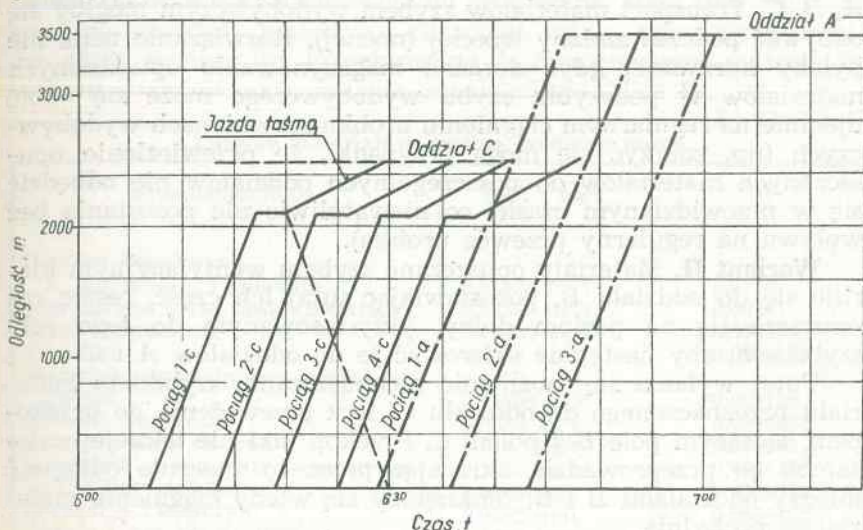
czas zjazdu załogi	14 min
czas dojścia, wyczekiwania i wsiadania do pociągu	7 min
czas jazdy pociągiem	18 min
czas wysiadania	5 min
Razem	44 min

Transport załogi do oddziału B. Czas transportu załogi do oddziału B wynosi:

czas zjazdu	10 min
czas dojścia do szybiku	11 min
okres wyczekiwania, załadowania i wyjazd szybikiem	15 min
Razem	36 min

Na schemacie przestrzennym (rys. 40) zaznaczono drogę transportu ludzi do poszczególnych oddziałów.

Harmonogram transportu załogi do poszczególnych oddziałów podany został na rys. 42.



Rys. 42. Harmonogram transportu załogi (zmiana I)

Rozkład odjazdu pociągów osobowych do oddziałów dla zmiany I podano w tablicy 44.

Transport załogi zmiany II zorganizowany jest w sposób analogiczny jak zmiany I.

52. TRANSPORT MATERIAŁÓW

W rozpatrywanym przykładzie transport materiałów można rozwiązać według dwóch wariantów.

Wariant I. Materiały opuszcza się szybem wydobywczym, następnie kieruje się do poszczególnych oddziałów produkcyjnych

Rozkład odjazdu pociągów osobowych do oddziałów dla I zmiany

Załoga oddziału C			Załoga oddziału A		
nr pociągu	podszybie	oddział	nr pociągu	podszybie	oddział
1 — c	6,07	6,17	1 — a	6,29	6,47
2 — c	6,13	6,23	2 — a	6,36	6,54
3 — c	6,19	6,29	3 — a	6,43	7,01
4 — c	6,25	6,35			

A, B, C. Transport materiałów szybem wydobywczym mógłby się odbywać podczas zmiany trzeciej (nocnej). Rozwiązanie takie nie byłoby korzystne, gdyż doraźne magazynowanie opuszczonych materiałów w podszybiu szybu wydobywczego może się odbić ujemnie na regularnym ciągnięciu urobku na zmianach wydobywczych (np. zdarzyć się mogą przypadki, że przewiezienie opuszczonych materiałów do poszczególnych oddziałów nie odbędzie się w przewidzianym czasie, co niewątpliwie nie pozostanie bez wpływu na regularny przewóz urobku).

Wariant II. Materiały opuszczane szybem wentylacyjnym kieruje się do oddziału B, pozostawiając tutaj ich część, resztę zaś opuszcza się na poziom dolny, przystosowanym do tego celu szybikiem, aby następnie skierować je do oddziałów A i C.

Tutaj wyłania się możliwość nieopuszczania szybikiem materiału przeznaczonego do oddziału C, lecz przewożenia go przekopem, łączącym pole B z polem C. Przekop taki nie istnieje; należałoby go przeprowadzić, skracając przez to znacznie odległość między oddziałami B i C; uniknęłoby się wtedy ciągnięcia materiałów pochylnią.

Zakładając jednak, że przebicie wspomnianego przekopu do oddziału C jest niemożliwe, materiał musi być transportowany szybikiem i pochylnią.

W wariantie II korzystnym momentem jest możliwość opuszczania materiałów podczas pierwszej lub drugiej zmiany (bez wpływu na wydobywanie); zapewnia się w tym wariantie większe bezpieczeństwo pracy przy opuszczaniu materiałów szybem i większą wydajność pracy ludzi zatrudnionych przy transporcie materiałów w czasie pierwszej i drugiej zmiany aniżeli podczas zmiany trzeciej, nocnej.

Przyjmuje się rozwiązanie według wariantu II.

Transport materiałów jest wyłącznie mechaniczny. Transportu ręcznego nie przewiduje się. Drewno przewozić się będzie specjalnymi platformami, a materiały w przystosowanych do tego

celu wozach. Transport materiałów będzie prowadzony w myśl zasady z góry na dół, poza odcinkiem w polu C (pochylnią 400 m długości w górę).

Na pochylni tej obok taśmy przystosowanej do transportu ludzi zainstalowany jest kołowrót do wyciągania i opuszczania wozów. Pochylnia wyposażona jest zgodnie z §§ 407, 457, 462 PTEKW.

Transportu kamienia nie przewiduje się; ewentualny kamień będzie umieszczony w oddziałach, w przypadku konieczności może być wywieziony na powierzchnię szybem wentylacyjnym.

Zakładając zużycie drewna w liczbie 22 m³/1000 t wydobywania należy na dobę opuszczać około 80 m³ drewna. Poza tym opuszcza się inne materiały jak: szyny, rurociągi, lutnie, maszyny wiertnicze, cegłę, cement itp. Projektowaną ilość zużywanych materiałów według średnich norm zużycia przedstawia tablica 45.

Tablica 45

Zużycie materiałów według średnich norm

Wyszczególnienie	m ³ /t i kg/t	t/t
Drewno kopalniane		
a. kopalniaki i połowice	0,01825 m ³ /t	0,0118
b. tarcice (bale, deski, podkłady)	0,00399 m ³ /t	0,00251
Szyny kopalniane	0,13422 kg/t	0,000134
Szyniaki	0,0108 kg/t	0,0000108
Materiały wybuchowe i środki zapalce	0,12658 kg/t	0,000126
Splonki, zapalniki	0,0088 kg/t	0,0000088
Smary i oleje smarne	0,015 kg/t	0,000015
Narzędzia i maszyny pomocnicze	0,1263 kg/t	0,0001263
Drut i liny stalowe	0,0245 kg/t	0,0000245
Gwoździe i klamry	0,0102 kg/t	0,0000102
Płótno 1 bal 130 kg/1000 t	0,130 kg/t	0,000130
Razem . .		0,0150 t/t

Z obliczeń wynika, że ilość materiałów opuszczanych w ciągu doby wyniesie 60 t/4000 t wydobywania.

Na schemacie przestrzennym zaznaczono drogę transportu materiałów (rys. 40).

53. KOSZTY INWESTYCYJNE TRANSPORTU GŁÓWNEGO

Obliczenie kosztów inwestycyjnych transportu głównego i oddziałowego wykonano biorąc pod uwagę zainstalowane urządzenia na trasach transportowych; ceny urządzeń wzięto z cenników.

Zestawienie kosztów inwestycyjnych transportu głównego

Tytuł inwestycyjny	Jednostka	Liczba jednostek	Cena jednostki zł	Cena całego urządzenia zł	T okres pracy rok	Rata amortyzacyjna roczna zł	Amortyzacja obciążająca 1 t wydobywania zł/t
Maszyna wyciągowa szybu wydobywczego	KM	3 250	6 000	19 500 000	25	819 000	
Montaż				975 000			
Maszyna wyciągowa szybu wentylacyjnego	KM	935	6 000	5 610 000	25	235 620	
Montaż				280 500			2,04 zł/t
Maszyna wyciągowa szybik z wyposażeniem	KM	200	6 000	1 200 000	20	63 000	
Montaż				60 000			
Lokomotywy LD3	szt.	7	124 000	868 000	10	86 800	
Wozy do transportu urobku	szt.	394	5 500	2 167 000	3	722 333	

Tytuł inwestycyjny	Jednostka	Liczba jednostek	Cena jednostki zł	Cena całego urządzenia zł	T okres pracy cyjna roczna rok	Rata amortyzacyjna roczna zł	Amortyzacja obciążająca 1 t wydobycia zł/t
Wozy do transportu materiałów .	szt.	80	3 500	280 000	3	93 333	
Wozy osobowe	szt.	63	4 800	302 400	5	60 480	
Tory kopalniane	m	8 000	115	920 000	10	92 000	
Przewód jezdny 1 tor	m	4 600	50	230 000	12	19 166	
Przewód jezdny 2 tor	m	2 000	78	156 000	12	13 000	
Zsuwnia	kg	20 000	5	100 000	20	5 000	
Krata pod zsuwnią	kg	500	5	2 500	5	500	2,04 zł/t
Kołowrót pochylniany	szt.	1	17 575	17 575	10	1 757	
Zapychaki	szt.	4	7 000	28 000	8	3 500	
Napęd do taśmy na pochylni	szt.	2	17 000	34 000	6	5 660	
Trasa z krążnikami	m	400	165	66 000	4	16 500	
Taśma 1000 mm	m	850	240	204 000	3	68 000	
Kolejka łańcuchowa	szt.	1	30 000	30 000	3	10 000	
Wywroty	szt.	2	45 000	90 000	5	18 000	
Razem				33 120 975		2 333 649	

Tablica 47

Zestawienie kosztów inwestycyjnych oddziału A

Tytuł inwestycyjny	Jednostki	Liczba jednostek	Cena jednostki zł	Cena całego urządzenia zł	T okres pracy rok	Rata amortyzacyjna zł	Amortyzacja obciążająca 1 t wydobycia zł/t
Przenośnik zgrzeblowy	m	6 · 80	273	131 040	4	31 760	
Napęd przenośnika zgrzeblowego . .	szt.	6	12 200	73 200	4	18 300	
Taśma gumowa 800 mm	m	1000	240	240 000	3	80 000	
Trasa przenośnika gumowego	m	500	165	82 500	4	20 625	0,46 zł/t
Napęd do przenośnika gumowego . .	szt.	3	19 800	59 400	6	9 900	
Zapychaki	szt.	3	7 000	21 000	8	2 630	
Razem				607 140			

Zestawienie kosztów inwestycyjnych oddziału B

Tablica 48

Tytuł inwestycyjny	Jednostki	Liczba jednostek	Cena jednostki zł	Cena całego urządzenia zł	T okres pracy rok	Rata amortyzacyjna roczna zł	Amortyzacja obciążająca 1 t wydobywa zł/t
Przenośnik zgrzeblowy -- trasa . .	m	4 · 80	273	87 360	4	21 440	
Napęd przenośnika zgrzeblowego . .	szt.	4	12 200	48 800	4	12 200	
Trasa przenośnika taśmowego . .	m	650	165	107 250	4	26 810	
Napęd przenośnika taśmowego . .	szt.	4	19 800	79 200	6	13 200	0,64 zł/t
Taśma gumowa 650 mm	m	1300	240	312 000	4	78 000	
Zapychaki	szt.	1	6 400	6 400	8	800	
Razem				641 010			

Zestawienie kosztów inwestycyjnych oddziału C

Tytuł inwestycyjny	Jednostki	Liczba jednostek	Cena jednostki zł	Cena całego urządzenia zł	T okres pracy rok	Rata amortyzacyjna roczna zł	Amortyzacja obciążająca i t wydobycia zł/t
Trasa przenośników wstrząsanych	m	1800	80	144 000	3	48 000	
Napęd NPPW-200	szt.	30	4 300	129 000	6	21 500	
Napęd NPPW-350	szt.	30	6 700	210 000	6	33 500	
Trasa przenośników taśmowych	m	350	165	57 750	4	14 400	0,34 zł/t
Taśma 1000 mm	m	700	240	168 000	3	56 000	
Napęd do taśm	szt.	2	19 800	39 600	6	6 600	
Razem				748 350			

Obliczono ratę amortyzacyjną roczną i koszty amortyzacji przypadające na 1 t wydobytego węgla. Zestawienie zainstalowanych urządzeń podano w tablicy 46, 47, 48 i 49.

Zestawienie zbiorcze kosztów inwestycyjnych

koszty inwestycyjne przewozu głównego (tablica 46)	33 120 975 zł
koszty inwestycyjne oddziału A (tablica 47)	607 140 zł
koszty inwestycyjne oddziału B (tablica 48)	641 010 zł
koszty inwestycyjne oddziału C (tablica 49)	748 350 zł
Razem	35 117 475 zł

54. ORIENTACYJNE ZESTAWIENIE ZAŁOGI ZATRUDNIONEJ PRZY TRANSPORCIE

Projektowane rozmieszczenie ludzi zatrudnionych przy transporcie urobku, materiałów oraz przy czynnościach związanych z transportem, jak kierowanie ruchem pociągów, naprawa i obsługa elektrowozów, jak też przy układaniu, naprawie i utrzymaniu torów przedstawiono w tablicy 50.

Przy średniej wydajności dołowej 2 t/robdn, liczba załogi na dobę wynosi $\frac{3800}{2} = 1900$ osób.

Przy transporcie w ciągu doby jest zatrudnionych 254 ludzi, co stanowi 13,31% załogi kopalni. Cyfra ta jest dolną granicą liczby osób obecnie zatrudnionych przy transporcie w czynnych kopalniach naszego Zagłębia.

Wskaźnik ogólnej wydajności przy transporcie w rozpatrywanym przykładzie jest następujący:

$$W = \frac{A}{D} = \frac{3800}{254} = 15,41 \text{ t/robdn}$$

gdzie

A — dzienne wydobyć, 3800 t,

D — liczba dniówek dołowych przy transporcie, 254,

W — wydajność przy transporcie.

55. KOSZTY OGÓLNE TRANSPORTU

Obliczenie wykonano opierając się na podrozd. 27 do 30 tej pracy. Na koszty transportu jednostki ładunku składają się:

1. amortyzacja taboru i urządzeń,
2. robocizna,

Zestawienie załogi zatrudnionej przy transporcie

Funkcja	Liczba ludzi zatrudnionych podczas zmiany			
	I	II	III	Razem
Naprawa i kontrola elektrowozów				
dozorca maszynowy (w zajezdni)	1	1	—	2
spawacze	1	—	1	2
elektrykarze	1	1	1	3
maszyniści (rezerwa)	2	2	—	4
Obsługa elektrowozów				
maszyniści elektrowozów . .	5	5	2	12
konwojenci elektrowozów . .	5	5	2	12
Transport materiałów				
drzewiarze	10	10	5	25
narzędziarze	5	5	2	12
kolumna lotna	2	2	4	8
transport materiałów do oddziałów	—	—	10	10
Układanie nowych i naprawa starych torów				
dozór	—	—	3	3
trzy kolumny robocze po 6 ludzi	—	—	18	18
Czynności związane z obsługą taśm przenośników i napuszczanie urobku do wozów				
napuszczanie urobku ze zsuwni śrubowej	1	1	—	2
obsługa taśm — pole A . . .	2	2	—	4
obsługa taśm — pole B . . .	2	2	—	4
obsługa taśm — pole C . . .	3	3	—	6
obsługa przenośników zgrzebłowych — pole A	2	2	—	4
obsługa przenośników zgrzebłowych — pole B	2	2	—	4
obsługa przenośników zgrzebłowych — pole C	3	3	—	6
obsługa przenośnika wstrząsane-go — pole C	3	3	—	6
obsługa kołowrotu na pochylni	—	—	2	2
Obsługa maszyny wyciągowej w szybiku				
maszynista	1	1	1	3
sygnalista	1	1	1	3
robotnicy	2	2	6	10
Obsługa szybu wydobywczego				
sygnaliści	2	2	2	6
obsługa zapychaków	4	4	—	8
robotnicy	5	5	1	11
obsługa nasypów w oddziałach A, B, C	10	10	—	20

Funkcja	Liczba ludzi zatrudnionych podczas zmiany			
	I	II	III	Razem
Obsługa szybu wentylacyjnego				
sygnaliści	2	2	2	6
obsługa zapychaków	2	2	2	6
robotnicy	6	6	2	14
Dyspozytorzy	6	6	1	13
Dozór	2	2	2	6
Ogółem suma dniówek	93	92	69	254

3. energia zużyta do transportu,
4. materiały i części wymienne.

Wymienione wyżej pozycje kosztów własnych zostały obliczone w następujący sposób.

55.1. Amortyzacja taboru i urządzeń

Amortyzacja taboru i urządzeń (na 1 t) podana została w kosztach inwestycyjnych (podrozdz. 53, tablice 46, 47, 48 i 49).

Amortyzacja urządzeń zainstalowanych w oddziale A obciąża 1 t urobku w wysokości 0,46 zł, w oddziale B — 0,64 zł, w oddziale C — 0,34 zł. Stanowiska te obciążają wydobywanie poszczególnych oddziałów. Amortyzacja urządzeń i taboru na trasach głównych obciąża ogólnie 1 t urobku w wysokości 2,04 zł.

55.2. Robocizna

Z tablicy 50 ilustrującej liczbę zatrudnionych ludzi przy transporcie w projektowanej kopalni wynika, że transport urobku i materiałów pochłania średnio 254 robdn. w ciągu doby.

Przyjęto za średni koszt robotnikodniówki przy transporcie 50 zł, co po przeliczeniu daje obciążenie na 1 t

$$Q_{\text{robdn-transp}} = \frac{254 \cdot 50}{3800} = 3,34 \text{ zł}$$

Uwaga. Zaprojektowanie urządzeń automatyzujących transport przyczyni się wprawdzie do podwyższenia kosztów inwestowania transportu, ale jednocześnie do znacznego zmniejszenia załogi zatrudnionej przy transporcie oraz obniżenia kosztów obsługi transportu.

55.3. Energia zużyta do transportu

Na pozycję tę składają się:

1. koszty energii zużytej do transportu w oddziałach,
2. koszty energii zużytej do transportu w głównych drogach przewozowych,
3. koszty energii zużytej do ciągnięcia urobku szybem.

Koszty energii zużytej do transportu w oddziałach.

Koszt transportu w oddziale A. Odstawa urobku w oddziale A odbywa się przenośnikami taśmowymi i zgrzeblowymi. Przyjęto średnią odległość odstawy 250 m.

$$q_{Tkm} = \frac{q_1}{l} + q_2 \text{ (patrz wzór 112)}$$

gdzie

l — 250 m,

q_1 — 0,05,

q_2 — 0,00012,

$$q_a = \frac{0,05}{250} + 0,00012 = 0,00032 \text{ zł/tm} = 0,32 \text{ zł/tkm}$$

Koszt transportu w oddziale B. Odstawa urobku odbywa się przenośnikami taśmowymi i zgrzeblowymi, przyjęto średnią odległość odstawy 600 m

l — 600 m,

q_1 — 0,07,

q_2 — 0,00015.

$$q_b = \frac{0,07}{600} + 0,00015 = 0,00026 \text{ zł/tm} = 0,26 \text{ zł/tkm}$$

Koszt transportu w oddziale C. Odstawa urobku w oddziale C odbywa się przenośnikami wstrząsanymi i przenośnikami taśmowymi. Przyjęto średnią odległość odstawy przenośnikami wstrząsanymi 200 m, średnią odległość odstawy przenośnikami taśmowymi 300 m.

Przenośniki wstrząsane

l_1 — 200 m,

q_1 — 0,11,

q_2 — 0,00035.

$$q_w = \frac{0,11}{200} + 0,00035 = 0,9 \text{ zł/tkm}$$

Przenośniki taśmowe

l_2 — 300 m,

$$q_1 = 0,05 \text{ m},$$

$$q_2 = 0,00012.$$

$$q_t = \frac{0,05}{300} + 0,00012 = 0,29 \text{ zł/tkm}$$

Ten sam urobek przechodzi przez rynny i taśmy, a zatem koszt transportu jest równy sumie

$$q_c = q_w + q_t = 0,9 + 0,29 = 1,19 \text{ zł/tkm}$$

Obliczenie kosztów transportu urobku w pochylni zbiorczej

$$l = 400 \text{ m}, \quad q_1 = 0,01, \quad q_2 = 0,00005.$$

$$q_{pc} = \frac{0,01}{400} + 0,00005 = 0,075 \text{ zł/tkm}$$

Koszt energii zużytej na transport urobku w głównych drogach przewozowych.

Obliczenie zdolności przewozowej elektrowozów obsługujących poszczególne oddziały:

Oddział A

Jedna lokomotywa w ciągu jednej zmiany przewozi

$$Q_{br} = n(z \cdot q_w + 2 G_0) \cdot l \quad (\text{wzór } 106)$$

gdzie

$$n = 6,$$

$$z = 20,$$

$$q_w = 2,5 \text{ t},$$

$$G_{ow} = 1,1 \text{ T},$$

$$G_{ot} = 14 \text{ T},$$

$$l = 3,5 \text{ km},$$

$$G_0 = G_{ow} + G_{ot}.$$

$$Q_{br} = 6 [20 \cdot 2,5 + 2 (20 \cdot 1,1 + 14)] \cdot 3,5 = 2562 \text{ brtkm}$$

$$Q_n = n \cdot q_w \cdot z \cdot l \quad (\text{wzór } 107)$$

$$Q_n = 6 \cdot 2,5 \cdot 20 \cdot 3,5 = 1050 \text{ ntkm}$$

$$k_c = \frac{Q_n}{Q_{br}} = \frac{1050}{2562} = 0,41$$

Oddział B

$$n = 12,$$

$$z = 14,$$

$$l = 0,7 \text{ km}.$$

$$Q_{br} = 12 [14 \cdot 2,5 + 2 (14 \cdot 1,1 + 14) 0,7] = 788 \text{ brtkm}$$

$$Q_n = 12 \cdot 2,5 \cdot 14 \cdot 0,7 = 294 \text{ ntkm}$$

$$k_c = \frac{294}{788} = 0,32$$

Oddział C

$n = 6$,

$z = 30$,

$l = 2,1 \text{ km}$.

$$Q_{br} = 6 [30 \cdot 2,5 + 2 (30 \cdot 1,1 + 14) 2,1] = 2129 \text{ brtkm}$$

$$Q_n = 6 \cdot 30 \cdot 2,5 \cdot 2,1 = 945 \text{ ntkm}$$

$$k_c = \frac{945}{2129} = 0,44$$

Przyjęto, że zużycie energii przy przewożeniu lokomotywami wynosi 0,1 kWh/brtkm; po przeliczeniu otrzyma się *koszty zużycia energii* dla poszczególnych oddziałów:

Oddział A

Czynne dwa elektrowozy w ciągu zmiany. Jeden elektrowóz przewozi w ciągu zmiany 2562 brtkm.

Liczba brtkm/dobę $2 \cdot 2 \cdot 2562 \dots\dots\dots 10\,248 \text{ brtkm}$

Zużycie energii $0,1 \cdot 10248 \dots\dots\dots 1024,8 \text{ kWh}$

(przyjęto, że 1 kWh kosztuje 0,2 zł)

Koszt zużytej energii $1024,8 \cdot 0,2 \dots\dots\dots 204,96 \text{ zł}$

Obciążenie 1 t kosztami zużytej energii $\frac{204,96}{1200} \dots\dots\dots 0,17 \text{ zł}$

Oddział B

Czynny jeden elektrowóz w ciągu zmiany. Przewozi on w ciągu zmiany 788 brtkm.

Liczba brtkm/dobę $2 \cdot 788 \dots\dots\dots 1576 \text{ brtkm}$

Zużycie energii $0,1 \cdot 1576 \dots\dots\dots 157,6 \text{ kWh}$

Koszt zużytej energii $157,6 \cdot 0,2 \dots\dots\dots 31,52 \text{ zł}$

Obciążenie 1 t kosztami zużytej energii $\frac{31,52}{800} \dots\dots\dots 0,04 \text{ zł/t}$

Oddział C

Czynne dwa elektrowozy w ciągu zmiany. Jeden elektrowóz przewozi w ciągu zmiany 2129 brtkm.

Liczba brtkm/dobę $2 \cdot 2 \cdot 2129 \dots\dots\dots 8516 \text{ brtkm}$

Zużycie energii $0,1 \cdot 8516 \dots\dots\dots 851,6 \text{ kWh}$

Koszt zużytej energii $851,6 \cdot 0,2 \dots\dots\dots 170,32 \text{ zł}$

Obciążenie 1 t kosztami zużytej energii $\frac{170,32}{1800} \dots\dots\dots 0,095 \text{ zł/t}$

Obliczenie energii zużytej do ciągnięcia urobku szybem:

Głębokość ciągnięcia urobku $H \dots\dots\dots 600 \text{ m}$

Ilość energii zużytej do wyciągu 1 t w szybie na wysokość 100 m $\dots\dots\dots 3,9 \text{ kWh}$

Koszt wyciągu 1 t wynosi $0,2 \cdot 3,9 \dots\dots\dots 0,78 \text{ zł}$

Łączny koszt energii elektrycznej zużytej do ciągnięcia 3800 t/dobę wynosi $0,78 \cdot 3800 \dots\dots\dots 2964 \text{ zł}$

55.4. Materiały i części wymienne

Przyjęto, że koszt zużycia na 1 lokomotywę/rok wynosi

oleje i smary (100 kg)	500 zł
części wymienne	4000 zł
Razem	4500 zł

Koszt przy czynnych 5 lokomotywach wynosi

$$5 \cdot 4500 = 22\,500 \text{ zł}$$

Obciążenie 1 t tymi kosztami wynosi

$$\frac{\text{Roczny koszt}}{\text{Roczne wydobywanie}} = \frac{22\,500}{1\,140\,000} = 0,02 \text{ zł/t}$$

Zbiornicze zestawienie kosztów transportu obciążających 1 t wydobywanego węgla. Koszty obliczono dla odcinka: oddział wydobywczy—powierzchnia.

Koszt transportu 1 t węgla wydobywanego z oddziału A:

Koszt amortyzacji urządzeń transportowych zainstalowanych w oddziale A	0,46 zł/t
Koszt amortyzacji urządzeń transportowych zainstalowanych na trasach głównych	2,04 zł/t
Koszt robocizny przy transporcie	3,34 zł/t
Koszt energii zużytej do transportu w oddziale	0,08 zł/t
Koszt energii zużytej do transportu urobku z oddziału pod szyb wydobywczy	0,17 zł/t
Koszt energii zużytej do ciągnięcia urobku szybem	0,78 zł/t
Koszt materiałów zużytych do ruchu	0,02 zł/t
Razem	6,89 zł/t

Koszt transportu 1 t węgla wydobywanego z oddziału B:

Koszt amortyzacji urządzeń transportowych zainstalowanych w oddziale B	0,64 zł/t
Koszt amortyzacji urządzeń transportowych zainstalowanych na trasach głównych	2,04 zł/t
Koszt robocizny przy transporcie	3,34 zł/t
Koszt energii zużytej do transportu urobku w oddziale	0,16 zł/t
Koszt energii zużytej do transportu urobku z oddziału pod szyb wydobywczy	0,04 zł/t
Koszt energii zużytej do ciągnięcia urobku szybem	0,78 zł/t
Koszt materiałów zużytych do ruchu	0,02 zł/t
Razem	7,02 zł/t

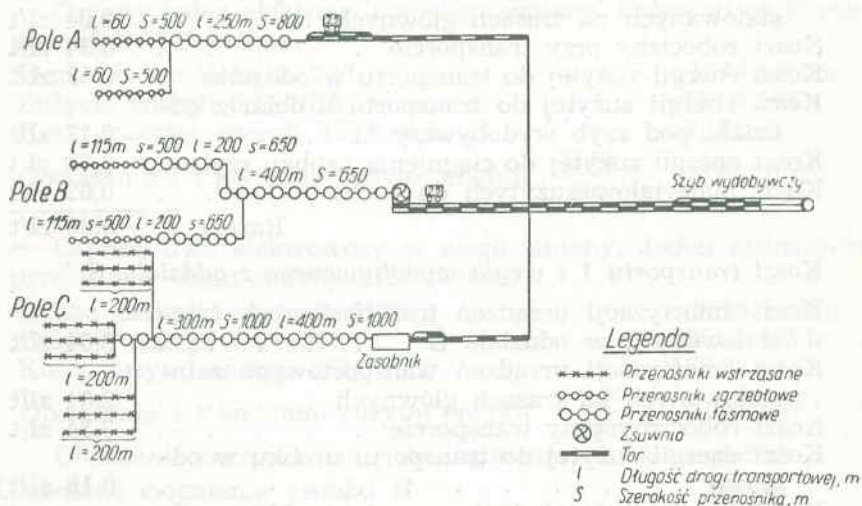
Koszt transportu 1 t węgla wydobywanego z oddziału C:

Koszt amortyzacji urządzeń transportowych zainstalowanych w oddziale C	0,34 zł/t
Koszt amortyzacji urządzeń transportowych zainstalowanych na trasach głównych	2,04 zł/t
Koszt robocizny przy transporcie	3,34 zł/t
Koszt energii zużytej do transportu urobku w oddziale i na pochylni	0,30 zł/t
Koszt energii zużytej do transportu urobku z oddziału pod szyb wydobywczy	0,09 zł/t
Koszt energii zużytej do ciągnięcia urobku szybem	0,78 zł/t
Koszt materiałów zużytych do ruchu	0,02 zł/t
Razem	6,91 zł/t

Koszty transportu obciążające 1 t wydobywanego węgla wynoszą

w oddziale A	6,89 zł/t
w oddziale B	7,02 zł/t
w oddziale C	6,91 zł/t

Transport w projektowanej kopalni przedstawiony jest na rys. 43.



Rys. 43. Schemat transportu

VII. PROJEKTOWANIE TRANSPORTU WODY

56. WODY KOPALNIANE

Wody kopalniane dzielimy na:

1. gruntowe q_g ,
2. wgłębne q_w ,
3. podsadzkowe q_p .

Wody gruntowe i *wgłębne* pochodzą z dopływu naturalnego. Wody gruntowe występują ponad pierwszą, licząc od powierzchni ziemi, warstwą nieprzepuszczalną. Pochodzą one z opadów atmosferycznych.

Wody wgłębne, pochodzące również z wód atmosferycznych, wypełniają szczeliny między warstwami górotworu.

Wody podsadzkowe dostają się do kopalni jako środek transportujący podsadzkę do wyrobisk. Po oddzieleniu materiału podsadzkowego woda powiększa naturalny przepływ kopalni, stanowiąc dodatkową ilość, którą muszą pokonać odwadniające urządzenia kopalniane. Woda podsadzkowa zawiera dużo zawiesiny, która zamula ścieki i chodniki wodne, niszcząc także zawory i pompy.

Jeszcze agresywniejsze w stosunku do pomp i rurociągów są wody zasolone lub siarkowe.

Dopływ wody oblicza się w jednostkach objętości odniesionych do jednostki czasu: $m^3/\text{dobę}$, m^3/min lub w jednostkach względnych: m^3/t wydobytego urobku lub $m^3/\text{min km}^2$.

Rozróżniamy przyływ normalny lub maksymalny, występujący szczególnie w okresie opadów wiosennych i jesiennych.

57. STOSUNKI WODNE W ZAGŁĘBIACH

Ilość wody w okręgach górniczych jest różna (tablica 51). Zależy ona od: warunków klimatycznych i orograficznych obszaru, w którym znajduje się zagłębie węglowe i od stopnia izolacji warstw karbonu od warstw nadkładu.

Karbon zasilany jest w wodę przez wodonośne warstwy nadkładu bądź też przez odkryte szczeliny uskokowe. Taką samą rolę, jak uskoki w nawadnianiu kopalni, odgrywają stare zroby kopal-

niane mające połączenie z powierzchnią kopalni. Uskoki i zroby są szczególnie groźne, gdy występują w pobliżu rzek lub niezisolowanych zbiorników wodnych, ponieważ mogą spowodować nagłe zwiększenie przyływu wody (przyływ katastrofalny) do kopalni, którego nie są w stanie opanować urządzenia wodne kopalni.

Tablica 51

**Przeciętny naturalny dopływ wody
w Zagłębiach Węglowych**

Określenie	Dopływ m ³ /t urobku
Górny Śląsk	4,5 ÷ 6,7
Dolny Śląsk	5,25
Zagłębie Ruhry	2,1 ÷ 4,4
Zagłębie Saary	2,8 ÷ 3,5
Zagłębia Francji i Belgii	0,5 ÷ 1,0
Zagłębia Anglii	0,5 ÷ 1,0
Zagłębie Donieckie	2,0 ÷ 3,4
Zagłębie Kuznieckie	2,0 ÷ 3,5
Zagłębie Uralskie	3,0 ÷ 5,0
Zagłębie Pensylwanii	11,7

58. OKREŚLENIE WIELKOŚCI DOPŁYWU

W istniejących kopalniach śledzi się wypływy wody i rejestruje się na mapie robót ilości pochodzące z różnych miejsc (tablice 52, 53). W punktach zbiorczych wykonuje się pomiar bezpośredni jednym z trzech sposobów:

- Według wydajności pomp. Zatrzymuje się pompy na t_1 godz, po czym uruchomione pompy pracują przez t_2 godz. Przepływ wody na minutę daje wzór

$$Q = \frac{Q_p \cdot t_2}{t_1 + t_2} \quad \text{m}^3/\text{min} \quad (216)$$

gdzie

Q — łączny przyływ wody: $Q = q_g + q_w + q_p$,

Q_p — wydajność pomp.

- Przez obliczenie przepływu wody w kanale na podstawie szybkości sphywających po wodzie ciał lekkich.
- Za pomocą skrzynek przelewowych.

Dopływ w obszarach jeszcze nie eksploatowanych oblicza się na podstawie danych hydrogeologicznych i dopływów w sąsiednich kopalniach. Wszelkie obserwacje i obliczenia powinny być

Tablica 52

Przeciętny naturalny dopływ wody w kopalniach poszczególnych rejonów
Polskich Zagłębi Węglowych (według danych z roku 1955)

Rejony	Przeciętny dopływ wody					
	w kopalniach			na 1 kopalnię		
	głębo- kich	plytkich- upado- wych	razem	głęboką	plytką- upadową	razem
	m ³ /tonę urobku			m ³ /min		
Krakowski .	9,64	13,61	9,83	15,01	1,45	9,39
Górnośląski .	2,63	0,89	2,61	5,78	0,51	5,57
Dolnośląskie Zagłębie .	5,23	4,56	5,22	5,20	0,67	4,64
Ogółem kopal- nie węgla ka- miennego	3,17	3,87	3,18	6,50	1,06	5,98

Tablica 53

Przeciętny naturalny dopływ wody w kopalniach polskich

I — rud żelaznych

II — rud nieżelaznych

(według danych z roku 1955)

Rejon Niecka	Rodzaj rudy	Przeciętny dopływ wody w roku 1955	
		m ³ /tonę rudy	m ³ /min
I. Kopalnie rud żelaznych			
Rejon			
Częstochowski	Fe	35,5	6,8
Świętokrzyski	Fe	122,3 ¹⁾	5,9
Dolnośląski	Fe	38,6	5,0
Wszystkie rejony	Fe	42,0	6,5
II. Kopalnie rud nieżelaz- nych			
Niecka			
Bytomska	Zn, Pb	12,86	11,2
Olkuska	Zn, Pb	25,61	25,0
Chrzanowska	Zn, Pb	16,51	18,0
Grodziecka	Cu	25,94	8,0
Złotoryjska	Cu	16,04	10,0

¹⁾ Bardzo małe wydobycie roczne.

przeprowadzone jak najstaranniej, ze szczególnym uwzględnieniem ewentualnych dopływów katastrofalnych, które mogą zagrozić w przyszłości istnieniu kopalni.

Obliczenia te są podstawą dla projektowania odwadniania kopalni i stanowią o pewności jego działania.

59. SCHEMAT ODWADNIANIA

W zależności od rozmieszczenia stacji pomp na jednym lub kilku poziomach odwadnianie dzieli się na jednostopniowe i dwu- lub wielostopniowe.

W tym drugim przypadku jedno urządzenie jest główne, a inne pomocnicze.

Odwadnianie jednostopniowe główne przedstawia rys. 44 a.

Odwadnianie dwustopniowe w głębokiej kopalni ($H = 700$ m) przedstawia rys. 44 b.

Odwadnianie główne, odrębne dla każdego poziomu, stosowane przy znacznym przepływie wody na każdym poziomie ilustruje rys. 44 c.

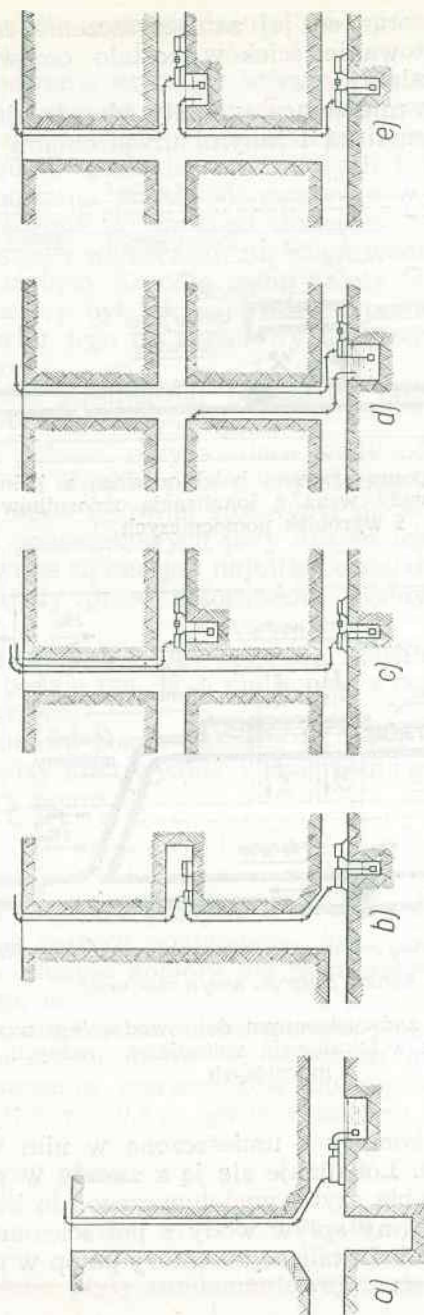
Odwadnianie z jednego poziomu z opuszczaniem na poziom dolny wody z poziomu górnego stosuje się w przypadku małego przyływu wody na poziomie górnym (rys. 44 d).

Odwadnianie dwustopniowe: na dolnym poziomie, gdzie jest mało wody, stosuje się odwadnianie pomocnicze, a na górnym — odwadnianie główne (rys. 44 e).

60. WYROBISKA ODWADNIAJĄCE

Do podziemnych wyrobisk odwadniających w kopalniach zalicza się:

1. Zbiorniki wodne w postaci chodników wodnych, zlokalizowane w obrębie podszybia (należą tu również chodniki, sprowadzające wodę ze ścieków do zbiorników). Zbiorniki wodne wykonuje się zwykle w postaci dwóch chodników równoległych do głównego kierunku podszybia, ułożonych jednostronnie w stosunku do komory pomp (rys. 45) (przy dopływie wody z jednej strony), lub dwustronnie, gdy dopływ wody jest z dwóch stron (rys. 46). W przypadku stosowania osadników głównych zbiorniki wodne lokalizuje się między osadnikami a komorą pomp.
2. Ścieki wodne w wyrobiskach korytarzowych — przewożowych oraz chodniki wodne odprowadzające wodę z pól do zbiorników na podszybiu. Wielkość ścieków zależy od do-

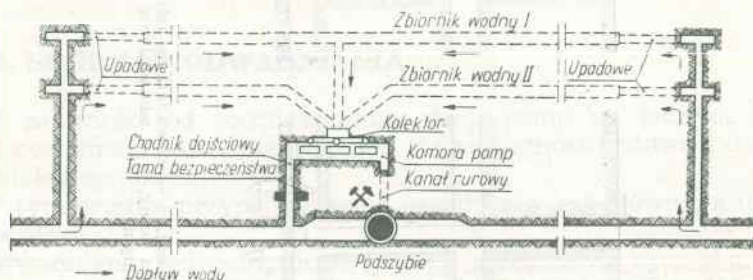


Rys. 44. Schematy odwadniania

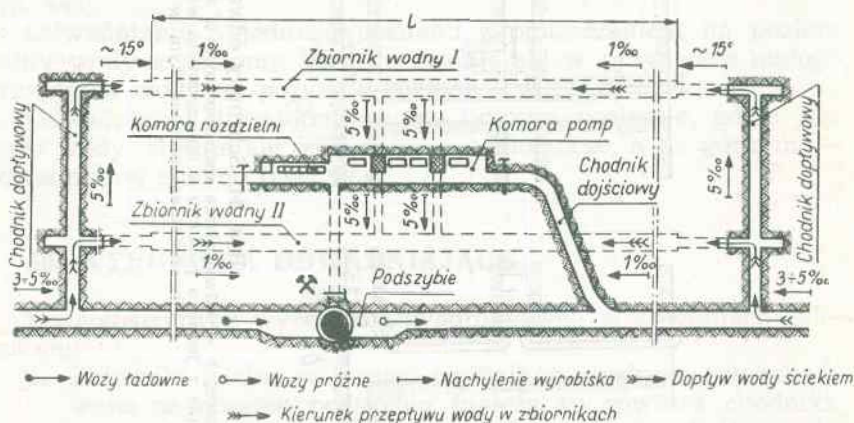
a — odwadnianie jednostopniowe, b — odwadnianie dwustopniowe w kopalni głębokiej, c — odwadnianie odrębne dla każdego poziomu, d — odwadnianie z jednego poziomu z opuszczaniem wody na poziom dolny, e — odwadnianie dwustopniowe z odwadnianiem pomocniczym w poziomie dolnym

plywu wody oraz od jej zanieczyszczenia cząstkami stałymi. Projektowanie ścieków zostało omówione w rozdziale 20.1. książki.

3. Komorę pomp mieszczącą agregaty odwadniające (pompa + silnik) z armaturą i innymi urządzeniami oraz chodnik



Rys. 45. Komora pomp systemu kolektorowego z jednostronnym doprowadzeniem wody wraz z lokalizacją zbiorników wodnych i wyrobisk pomocniczych



Rys. 46. Komora pomp z dwustronnym doprowadzeniem wody za pomocą kanałów wodnych wraz z lokalizacją zbiorników wodnych wyrobisk pomocniczych

dojeściowy do komory z umieszczoną w nim wodną tamą bezpieczeństwa. Lokalizuje się ją z zasady w punkcie najniższym podszycia szybu wydobywczego, do którego odbywa się samoczynny spływ wody z pól ściekami lub chodnikami wodnymi. Lokalizacja komory pomp w obrębie podszycia zależy od:

- a. kierunków doprowadzania wód podziemnych do podszymbia,
 - b. usytuowania szybu, w którym prowadzone są rurociągi wodne oraz od przyjętego obiegu wozów w podszymbiu i związanego z tym rozmieszczenia wyrobisk podszymbia,
 - c. warunków geologiczno-górnictwowych i tektonicznych,
 - d. usytuowania przedziału rurowego w szybie, w którym prowadzone są rurociągi tłoczące.
4. Kanał rurowy mieszczący rurociągi wodne, łączący komorę pomp z szybem. Komorę pomp należy tak lokalizować, aby kanał rurowy był jak najkrótszy i przebiegał w linii prostej, a wlot jego do szybu wypadał od strony przedziału rurowego.

W kopalniach stosujących podszymbkę płynną oprócz wyżej omówionych wyrobisk występują:

1. osadniki polowe, oczyszczające wody podszymbkowe, zlokalizowane w obrębie pola pochylnianego,
2. osadniki stałe (główne) stosowane do wtórnego oczyszczania wód podszymbkowych przy dużym ich zanieczyszczeniu; lokalizowane są one jak najbliżej oddziałów wydobywczych lub niekiedy przed zbiornikami wodnymi przy komorze pomp.

Schemat odwadniania głównego dla kopalń stosujących podszymbkę płynną podaje rys. 47, a dla kopalń z dopływem tylko wód naturalnych rys. 48.

Wymiary komory pomp. Zależnie od ilości pomp, ich długości i odległości między nimi wymiar komór pomp określa się wzorem: Długość komory pomp

$$L = n \cdot (l + g) + w \quad \text{m} \quad (217)$$

gdzie

- n — liczba zespołów pompowych,
 l — długość zespołu pompowego, m,
 w — wolna długość komory dla pomieszczenia stołu warsztatowego, m,
 g — odstęp między zespołami pompowymi, m, przy umieszczeniu rozruszników we wnękach $g = 1$ do 1,2, przy umieszczeniu rozruszników między zespołami $g = (1,0 \text{ do } 1,2) + r + 0,5$ m, gdzie r oznacza szerokość rozrusznika).

Szerokość komory pomp

$$B = b_1 + b_2 + b_3 \quad \text{m} \quad (218)$$

gdzie

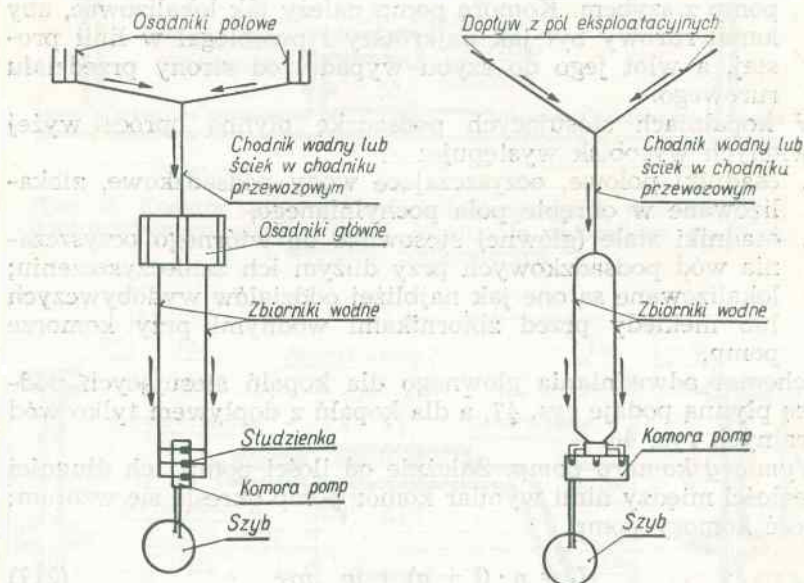
- b_1 — szerokość płyty fundamentowej zespołu pompowego, m.

- b_2 — odległość płyty fundamentowej od ściany komory po stronie toru (1,6 do 2,0 m),
 b_3 — odległość płyty fundamentowej od ściany komory po stronie studzienek (0,8 do 1,2 m).

Wysokość komory

$$H_k = 4,5 \text{ do } 6,5 \text{ m} \quad (219)$$

Wymiary zbiorników wodnych. Według PTEKW kopalnia musi mieć co najmniej dwa niezależne od siebie zbiorniki wodne w po-



Rys. 47 (z lewej). Schemat głównego odwadniania dla kopalń stosujących podсадzkę płynną

Rys. 48 (z prawej). Schemat głównego odwadniania dla wody z dopływu naturalnego

staci chodników możliwie o jednakowej pojemności, zlokalizowane przy komorze pomp głównego odwadniania. Łączna pojemność zbiorników wodnych poziomu powinna wystarczyć:

- na 16 godz przy dopływie do $5 \text{ m}^3/\text{min}$,
- na 13 godz przy dopływie od 5 do $10 \text{ m}^3/\text{min}$ (nie mniejsza od 4800 m^3),
- na 10 godz przy dopływie od 10 do $15 \text{ m}^3/\text{min}$ (nie mniejsza od 7800 m^3),
- na 8 godz przy dopływie od 15 do $25 \text{ m}^3/\text{min}$ (nie mniejsza od 9000 m^3).

Przy dopływie wody powyżej 25 m³/min pojemność zbiorników może być ograniczona do 12 000 m³. Dla kopalń o głębokości większej niż 500 m powyższe normy pojemności zbiorników mogą być obniżone o 20%. Najczęściej stosowane typowe przekroje zbiorników wodnych mają wielkość

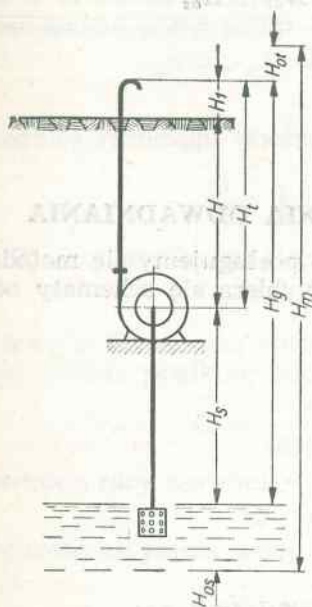
$$S = 5,6 \text{ oraz } 7,5 \text{ m}^2$$

Długość jednego zbiornika (wzór empiryczny)

$$L = (28 \text{ do } 56) \frac{Q}{Q_p - Q} \text{ m} \quad (220)$$

Wartość 28 przyjmuje się w stosunku do 8 godz, 56 — w stosunku do 16 godz.

Schemat pracy pompy (rys. 49)



Rys. 49. Schemat pracy pompy

Manometryczna wysokość tłoczenia

$$H_m = H_g + H_o + \frac{v_i^2 - v_s^2}{2g} \text{ m} \quad (221)$$

gdzie

H_g — geometryczna różnica wysokości od najniższego poziomu zwierciadła wody do osi wylewu wody z rurociągu tłocznego na powierzchni, m,

- H_o — suma oporów przepływu wody w przewodzie ssawnym h_{os} oraz w przewodzie tłocznym h_{ot} ,
 v_t — prędkość przepływu wody w przewodzie tłocznym, m/sek, zwykle przyjmuje się 2 do 2,5 m/sek,
 v_s — prędkość przepływu wody w przewodzie ssawnym, m/sek; prędkość ta nie powinna przekraczać 2,0 m/sek nawet wtedy, gdy niektóre katalogi dla wody wypływającej z króćca ssawnego podają szybkości większe,
 g — przyspieszenie ziemskie = 9,81 m/sek².

Wobec nie dużej wartości $\frac{v_t^2 - v_s^2}{2g}$, która wynika z podobnych prędkości przepływu wody w rurociągu tłoczącym i ssącym, do obliczeń koncepcyjnych można przyjąć wzór w postaci uproszczonej (rys. 49)

$$H_m = H_t + H_s + H_{ot} + H_{os} \quad (222)$$

gdzie

- H_t — wysokość tłoczenia,
 H_s — wysokość ssania,
 H_{ot} — opory tłoczenia,
 H_{os} — opory ssania.

61. PRZEBIEG PROJEKTOWANIA ODWADNIANIA

Przy projektowaniu odwadniania posługujemy się metodą wariantów. Do każdego z wariantów wybiera się schematy odwodnienia i oblicza nakłady:

a. ruchowe:

- energii,
- robocizny,
- remontów,

b. inwestycyjne:

- urządzeń,
- komór,
- zbiorników,
- montażu.

Do obliczeń wprowadza się następujące dane:

Normalny przyływ, m ³ /godz	Q
Maksymalny przyływ, m ³ /godz	Q_{max}
Głębokość poziomu (od komory do zrzębu szybu), m	H
Wydobycie roczne, t/rok	W_r
Ilość poziomów	i
Okres istnienia kopalni, lata	T
Własność wody	} uwzględnia się za pomocą specjalnych współczynników
Napięcie prądu	

Obliczenie ma tok następujący:

Aby likwidować dopływ wody wynoszący Q m³/godz, wydajność pompy czynnej powinna wynosić

$$Q_p = \frac{Q \cdot 24}{20} \text{ m}^3/\text{godz} \quad (223)$$

przy czasie pracy pompy $t = 20$ godz.

Otrzymany wynik należy sprawdzić na przypływ maksymalny, obliczając czas pracy pompy t' który powinien być mniejszy od 24 godz. Przy 100% rezerwie dla t' otrzymamy

$$t' = \frac{Q_{\max} \cdot 24}{2 \cdot Q_p} < 24 \text{ godz}$$

Jeżeli $t' < 24$ godz, to warunek zabezpieczenia kopalni od zatopienia w przypadku $Q_{\max}$ można uważać za spełniony.

Ilość godzin pracy pomp

$$t = \frac{Q \cdot 24}{Q_p} \text{ godz} \quad (224)$$

Średnicę rurociągu tłocznego daje wzór

$$d_t' = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot C_t' \cdot 3600}} \text{ m} \quad (225)$$

gdzie C_t' jest prędkością tłoczenia wody w rurociągu

$$(C_t' = 1,5 \div 2,2 \text{ m/sek})$$

U w a g a: Ostateczną średnicę dobiera się na podstawie norm. Rzeczywista prędkość tłoczenia

$$C_t = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_t^2} \text{ m/sek} \quad (226)$$

Średnica rury ssawnej

$$d_s = d_t + 25 \text{ mm} \quad (227)$$

Prędkość zasysania wody

$$C_s = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_s^2} \text{ m/sek} \quad (228)$$

Strata naporu w przewodzie tłocznym

$$H_{ot} = (\varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 \cdot n_3 + \varphi_4 \cdot n_4 + \varphi_5) C_t^2 \cdot \frac{1}{2g} \text{ m} \quad (229)$$

gdzie

φ_1 — współczynnik rozruchu tłoczenia ($\varphi_1 = 1$),

φ_2 — opór rurociągu,

φ_3 — opór każdego kolana ($0,3 \div 0,5$),

- n_3 — liczba kolan,
 φ_4 — opór zaworu (0,5),
 n_4 — liczba zaworów,
 φ_5 — opór zaworu wstecznego (6),

$$\varphi_2 = \varrho \cdot \frac{L_t}{d_t}$$

przy czym

- $\varrho = 0,03$;
 d_t — średnica rurociągu tłocznego, m,
 L_t — długość rurociągu tłocznego

$$L_t = H + L + L_p + L_x + H_1$$

gdzie

- H — długość rurociągu w szybie,
 L — długość rurociągu w komorze pomp,
 L_p — długość rurociągu na powierzchni,
 L_x — długość pochyła rurociągu od komory pomp do szybu,
 H_1 — wysokość rurociągu nad szybem (od zrębu szybu).
 Strata naporu w przewodzie ssawnym

$$H_{os} = (\varphi'_1 + \varphi'_2 + n'_3 \varphi'_3 + \varphi'_4) \frac{C_s^2}{2g} \text{ m} \quad (230)$$

gdzie

- φ'_1 — współczynnik rozruchu ssania ($\varphi'_1 = 1$),
 φ'_2 — opór rurociągu,
 φ'_3 — opór kolana ($0,3 \div 0,5$),
 n'_3 — liczba kolan w przewodzie ssawnym,
 φ'_4 — opór kosza ssawnego ($7 \div 8$),

$$\varphi'_2 = \varrho \cdot \frac{L_s}{d_s}$$

przy czym

- $\varrho = 0,03$,
 L_s — długość rurociągu ssawnego, m.

Wysokość ssania

$$H = (5,0 \div 0,6) \text{ m}$$

Całkowita praca na podnoszenie wody (w m sł. wody) wynosi (patrz rys. 49):

$$H_m = (H_s + H_{os} + H_t + H_{ot}) \text{ m} \quad (231)$$

Do powyżej obliczonej wartości H_m dobiera się z katalogu odpowiednią pompę, przy czym ustala się: typ pompy, liczbę stopni, wymiary pompy, wydajność, ciężar, szerokość króćca itd.

Moc na wale pompy

$$N_p = \frac{Q \cdot H_m \cdot \gamma}{3600 \cdot 102 \cdot \eta_{lp}} \text{ kW} \quad (232)$$

gdzie

γ — ciężar objętościowy wody, kg/m^3 ,
 η_p — sprawność ogólna pompy ($0,65 \div 0,88$).
 Moc silnika napędowego:

$$N_s = 1,1 N_p \quad (233)$$

Silnik dobiera się z odpowiedniego katalogu; otrzymuje się wtedy: typ, moc, napięcie, ilość obrotów, rozmiary, cenę itd. Następnie określa się sprzęt elektryczny i jego charakterystykę.

Roczny rozchód energii

$$E_r = \frac{Q \cdot H_m \cdot 365 \cdot 24 \cdot \gamma}{3600 \cdot 102 \cdot \eta_{lp} \cdot \eta_m \cdot \eta_{ls}} \quad \text{kW/godz} \quad (234)$$

gdzie

η_m — współczynnik sprawności silnika,
 η_{ls} — współczynnik sprawności sieci.

Dopiero po ustaleniu wszystkich przytoczonych wyżej elementów wyznacza się wymiary komór L , B i H_k , wykonuje się zestawienie urządzeń, oblicza wskaźniki techniczno-ekonomiczne, a na zakończenie zestawia się ostateczny kosztorys.

62. PRZYKŁADOWE OBLICZENIE ODWADNIANIA

Dane wyjściowe do obliczenia:

Normalny przyływ Q	75 m^3/godz
Maksymalny przyływ Q_{max}	120 m^3/godz
Długość rurociągu tłocznego (wysokość podnoszenia wody) H_t	205 m
Wydobycie roczne W_r	500 000 t/rok
Liczba poziomów	1
Okres istnienia kopalni T	16 lat
Jakość wody	normalna

Wydażność pomp czynnych będzie wynosić według wzoru (223)

$$Q_p = \frac{Q \cdot 24}{20} = \frac{75 \cdot 24}{20} = 90 \text{ m}^3/\text{godz}$$

Przyjmując $Q_p = 100 \text{ m}^3/\text{godz}$ i $Q_{max} = 120 \text{ m}^3/\text{godz}$ sprawdza się na przyływ maksymalny (przy uwzględnieniu 100 % rezerwy).
 Czas pracy pompy

$$t' = \frac{Q_{max} \cdot 24}{2 \cdot Q_p} = \frac{120 \cdot 24}{2 \cdot 100} = 14,5 \text{ godz} < 24 \text{ godz}$$

Ilość godzin pracy pomp według wzoru (224)

$$t = \frac{Q \cdot 24}{Q_p} = \frac{75 \cdot 24}{100} = 18 \text{ godz}$$

Srednica rurociagu tłocznego według wzoru (225)

$$d'_t = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot C'_t \cdot 3600}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 100}{3,14 \cdot 1,8 \cdot 3600}} = 0,14 \text{ m}$$

przyjmuje się $d_t = 150 \text{ mm}$.

Rzeczywista prędkość tłoczenia według wzoru (226)

$$C_t = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_t^2} = \frac{4 \cdot 100}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,15^2} = 1,58 \text{ m/sek}$$

Srednica rury ssawnej według wzoru (227)

$$d_s = d_t + 25 \text{ mm} = 150 + 25 = 175 \text{ mm}$$

przyjęto $d_s = 200 \text{ mm}$.

Prędkość zasysania według wzoru (228).

$$C_s = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_s^2} = \frac{4 \cdot 100}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,2^2} = 0,9 \text{ m/sek}$$

Strata naporu w przewodzie tłocznym według wzoru (229)

$$\begin{aligned} H_{ot} &= (\varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 \cdot n_3 + \varphi_4 \cdot n_4 + \varphi_5) \cdot \frac{C_t^2}{2g} = \\ &= \left(1 + 0,03 \cdot \frac{270}{0,15} + 5 \cdot 0,3 + 0,5 \cdot 2 + 6 \right) \cdot \frac{1,58^2}{2 \cdot 9,81} = 8,02 \text{ m} \end{aligned}$$

przyjęto

$$H_{ot} = 8,0 \text{ m}$$

Długość rurociagu tłocznego L_t wynosi

$$L_t = H_t + L + L_p + L_x = 205 + 20 + 25 + 20 = 270 \text{ m}$$

Strata naporu w przewodzie ssawnym według wzoru (230)

$$\begin{aligned} H_{os} &= (\varphi'_1 + \varphi'_2 + n'_3 \cdot \varphi'_3 + \varphi'_4) \cdot \frac{C_s^2}{2g} = \\ &= \left(1 + 0,03 \cdot \frac{6}{0,2} + 0,3 \cdot 1 + 8 \right) \cdot \frac{0,9^2}{2 \cdot 9,81} = 0,42 \text{ m} \end{aligned}$$

$$H_{os} = 0,42 \text{ m}$$

Wysokość ssania

$$H_s = 5,5 \text{ m}$$

Wysokość całkowita podnoszenia wody według wzoru (231)

$$H_m = H_{ot} + H_t + H_{os} + H_s = 8 + 205 + 0,42 + 5,5 = 220 \text{ m}$$

Z katalogu fabryk maszyn górniczych dobiera się:

Pompę typu OS;

$$Q_h = 100 \div 120 \text{ m}^3/\text{godz},$$

$$H = 240 \text{ m},$$

$$n = 1450 \text{ obr/min},$$

6 — liczba stopni.

Moc na wale pompy według wzoru (232)

$$N_p = \frac{Q \cdot H \cdot \gamma}{3600 \cdot 102 \cdot \eta_p} = \frac{100 \cdot 240 \cdot 1000}{3600 \cdot 102 \cdot 0,65} = 100 \text{ kW}$$

Moc silnika według wzoru (233)

$$N_s = 1,1 N_p = 1,1 \cdot 100 = 110 \text{ kW}$$

Z katalogów dobiera się silnik i osprzęt elektryczny wypisując ich charakterystykę.

Roczny rozchód energii według wzoru (234)

$$M_r = \frac{Q \cdot H \cdot 365 \cdot 24 \cdot 1000}{3600 \cdot 102 \cdot \eta_p \cdot \eta_m \cdot \eta_s} = \frac{100 \cdot 240 \cdot 365 \cdot 24 \cdot 1000}{3600 \cdot 102 \cdot 0,65 \cdot 0,9 \cdot 0,95} = 1\,032\,000 \text{ kWh/rok}$$

Wymiary komory według wzoru (217), (218) i (219)

$$L = 20 \text{ m}, \quad B = 4,2 \text{ m}, \quad H_k = 4,5 \text{ m}$$

Następnie wykonuje się zestawienie urządzeń, kosztorys i oblicza wskaźniki techniczno-ekonomiczne.

63. KOSZTY ODWODNIENIA

Na koszty odwodnienia składają się wydatki:

1. inwestycyjne, które amortyzuje się przez t lat,
2. na robocizną, energię, remont, smary i materiały pomocnicze liczone w skali rocznej.

Roczny koszt odwadniania C rocznego wydobycia wynosi

$$C = \frac{C_i}{t} + C_e + C_r + C_p \quad (235)$$

gdzie

C_i — koszt całkowity inwestycji,

t — całkowity okres amortyzacji urządzenia, lat,

C_e — koszt energii, zł/rok,

C_r — koszt robocizny, zł/rok,

C_p — koszt remontu, zł/rok.

Koszt oblicza się na 1 t węgla lub na 1 m³ wody wypompowanej

$$C_T = \frac{\frac{C_i}{t} + C_r + C_e + C_p}{W_r} \quad \text{zł/t} \quad (236)$$

gdzie W_r oznacza wydobyćcie roczne kopalni, t, lub

$$C_w = \frac{\frac{C_i}{t} + C_r + C_e + C_p}{Q} \quad \text{zł/m}^3 \quad (237)$$

gdzie Q jest ilością wody wypompowanej w ciągu roku, m³.

Koszt jednostkowy całkowity C wyrażony powyższymi wzorami składa się z kosztu amortyzacji c' i z kosztów ruchu c'' .

Koszt amortyzacji przypadający na 1 t wydobyćcia wynosi

$$c' = \frac{C_i}{tW_r} \quad \text{zł/t} \quad (238)$$

a koszt ruchu

$$c'' = \frac{C_r + C_e + C_p}{W_r} \quad \text{zł/t} \quad (239)$$

Koszt całkowity eksploatacji 1 t wydobyćcia wyniesie więc

$$C_T = c' + c'' \quad \text{zł/t} \quad (240)$$

64. PRZYKŁADOWE OBLICZENIE KOSZTÓW ODWODNIENIA

Nakłady inwestycyjne podaje tablica 54.

Poziom czynny obliczony jest na 15 lat.

$$\frac{C_i}{t} = \frac{1\,920\,000}{15} = 128\,000 \quad \text{zł/rok}$$

Obciążenie amortyzacją 1 t wydobyćcia

$$c' = \frac{128\,000}{500\,000} = 0,256 \quad \text{zł/t}$$

Koszt energii (patrz wzór (234))

$$C_e = M_r \cdot e = 774\,000 \cdot 0,06 = 46\,000 \quad \text{zł/rok}$$

gdzie $e = 0,06 \text{ zł/kWh}$.

Koszt robocizny (wynagrodzenie za 1 dniówkę 50 zł z obsadą 3 ludzi)

$$C_r = 3 \cdot 365 \cdot 50 = 55\,000 \quad \text{zł/rok}$$

Nakłady inwestycyjne odwadniania

Wyszczególnienie	Jednostki	Ilość	Cena jednostki zł	Koszt urządzenia zł	Montaż zł
Pompy OS	szt.	3	90 000	270 000	
Silniki elektryczne	szt.	3	60 000	180 000	
Transformatory	szt.	2	120 000	240 000	
Tablice rozdzielcze wysokiego napięcia	szt.	3	40 000	120 000	
Tablice pomiarowe	szt.	3	20 000	60 000	
Automatyczne sterowanie .	szt.	3	30 000	90 000	
			Razem	960 000	
Montaż 10% wartości . . .	—	—			100 000
Rury stalowe	m	550	120	66 000	
Kształtki, zawory i kompensacja 15% ceny rurociągów				10 000	
Montaż rurociągów 20% wartości rur					13 000
Koszty komory wraz z kanałami i zbiornikami wodnymi				750 000	
Koszty nie przewidziane . .				21 000	
				1 807 000	113 000
				113 000	
			Razem	1 920 000	

Koszt remontu ($10 \div 15\%$ raty amortyzacyjnej)

$$C_p \approx 19\,000 \text{ zł}$$

Koszt eksploatacyjny według wzoru (235)

$$C = \frac{C_i}{t} + C_r + C_e + C_p = 128\,000 + 46\,000 + 55\,000 + 19\,000 = 248\,000 \text{ zł}$$

przyjmujemy $C = 250\,000 \text{ zł}$.

Obciążenie kosztami eksploatacyjnymi

$$C_r = \frac{C}{W_r} = \frac{250\,000}{500\,000} = 0,5 \text{ zł/t}$$

Przyływ roczny

$$Q = 75 \cdot 24 \cdot 365 = 650\,000 \text{ m}^3/\text{rok}$$

Koszt wypompowanego 1 m^3 wody

$$C_w = \frac{C}{Q} = \frac{250\,000}{650\,000} = 0,38 \text{ zł/m}^3$$

VIII. PROJEKTOWANIE TRANSPORTU PODSADZKI

65. RODZAJ PODSADZKI

Przez podsadzkę rozumie się materiał, którym zapełnia się puste przestrzenie, powstałe po wybraniu kopaliny użytecznej.

Podsadzka wykonywana urządzeniami transportowymi, wozami lub przenośnikami nazywa się *podsadzką suchą*. Do suchej podsadzki zalicza się również podsadzkę wykonywaną rurociągami przy użyciu powietrza jako środka transportującego. Projektowanie transportu podsadzki suchej opiera się na poprzednio omówionych zasadach transportu materiałów, z tym iż przy dostawie podsadzki suchej występują znaczne masy, które przemieszcza się po drogach przewozowych w określonym czasie. Regularność i systematyczność transportu skał płonnych wybieranych na dole z robót kamiennych lub przybierek, bądź też dostarczanych z powierzchni, jako kamień, żużel lub płuczyny, jest zasadniczym warunkiem prawidłowości projektu podsadzki suchej.

Zasięg stosowania podsadzki suchej w górnictwie polskim maleje wskutek wypierania jej przez znacznie ekonomiczniejszą i skuteczniejszą podsadzkę płynną oraz wskutek przechodzenia na systemy zawałowe, jako nadające się lepiej do kierowania stropem.

Dla podsadzania materiałem transportowanym w rurociągach wodą stosuje się *podsadzkę płynną*. Jako materiału podsadzkowego używa się czystego piasku, piasku i materiałów gliniastych, żużla, rozdrobionych skał płonnych itd. Miara jakości podsadzki płynnej jest jej odsączalność i ściśliwość.

Ściśliwość podsadzki zależy od:

- charakteru użytego materiału,
- sposobu wykonania podsadzki,
- ciśnienia, jakiemu podsadzka została poddana w wyrobisku.

Współczynnik ściśliwości wyrażony w procentach jest stosunkiem różnicy objętości pierwotnej i wtórnej w stosunku do objętości pierwotnej przestrzeni, którą zapełniono podsadzką; wynosi on:

przy czystym piasku	5 do 10%
przy piasku i materiale gliniastym	20 do 30%
przy żużlu wielkopieczowym	do 25%

66. ZAKRES STOSOWANIA PODSADZKI PŁYNNEJ

Podsadzkę płynną stosuje się:

1. przy wybieraniu pokładów grubych zgodnie z PTEKW,
2. przy zmianie porządku wybierania pokładów, dla uniknięcia deformacji pokładów wyżej leżących, jeżeli są one w zasięgu wpływu wybranego pokładu,
3. przy wybieraniu filaru ochronnego pod obiektami,
4. dla skutecznej walki z pożarami,
5. przy wybieraniu pokładów tąpniących.

Zakres stosowania podsadzki płynnej w górnictwie polskim powiększa się z roku na rok, co ułatwia centralna dostawa piasku do kopalń przez magistralę piaszkową.

67. URZĄDZENIE PODSADZKOWE

Na urządzenie podsadzkowe kopalni składa się:

1. podsadzkownia,
2. szyb lub otwór podsadzkowy,
3. rurociągi podsadzkowe,
4. urządzenia podsadzkowe przodkowe,
5. osadniki i system odwadniający.

Podsadzkownia służy do magazynowania piasku, wytwarzania mieszaniny podsadzkowej i nadawania jej do rurociągów. Na podsadzkownię składa się most wyladowczy, zbiornik podsadzkowy i urządzenia zmywcze. Podsadzkownie są budowane na podstawie projektów typowych dla następujących wielkości zbiorników: 750, 1500 i 3000 m³. Ekonomiczny jest zbiornik podsadzkowy szybowy według projektu inż. Górki.

Szyby podsadzkowe są zazwyczaj szybami używanymi do różnych celów, np. do transportu materiałów i załogi lub do przewietrzania. Niekorzystne jest lokowanie rurociągów podsadzkowych w szybie wydechowym, przewietrzającym pole obejmujące pokłady samozapalne, gdyż w okresie walki z pożarem dostarczanie materiału podsadzkowego może być utrudnione lub w ogóle niemożliwione.

Niekiedy w sprzyjających okolicznościach rurociąg podsadzkowy zabudowuje się w zarurowanym otworze wiertniczym. Zależy to zazwyczaj przy lokalnych piaskowniach. Średnicę szybu podsadzkowego dostosowuje się do łącznych potrzeb podsadzki i tych celów, którym szyb ma służyć.

Rurociągi podsadzkowe buduje się z rur o średnicy znormalizowanej 150 i 185 mm, długości 4 m; znormalizowane są również kolana i akcesoria.

Urządzenia podsadzkowe przodkowe zależą od systemu wybierania, w którym podsadzka jest stosowana; obejmują one system tam i odprowadzanie wód ściekami. Ta część urządzeń podsadz-
kowych jest szeroko opisana w kursach eksploatacji.

Osadniki stanowi zespół komór, w których woda, po wykonaniu pracy transportu piasku do wyrobiska, odsącza się od materiału podsadzowego i gromadzi się dla oczyszczania z zawieszin. Woda z osadników jest dołączana do wody kopalnianej, przez co zwiększa się dopływ całkowity.

Projekt podsadzki dla kopalni obejmuje zespół projektów pięciu wymienionych urządzeń, powiązanych w harmonijną całość, określającą zdolność przepustową podsadzki płynnej, która to zdolność warunkuje wydobywanie kopalni. Urządzenie podsadzkowe musi obsłużyć wydobywanie oddziału lub szeregu oddziałów, w których podsadzka jest stosowana.

68. PRZEBIEG PROJEKTOWANIA PODSADZKI

Przebieg projektowania jest następujący:

- określa się zakres stosowania i zapotrzebowania podsadzki,
- ustala się wielkość podsadzkowni,
- lokalizuje się urządzenie podsadzkowe na powierzchni i dole kopalni,
- określa się zdolność przepustową urządzenia podsadzowego.

Rozpatrzmy poszczególne punkty.

Zakres stosowania podsadzki wynika z założeń projektowych (zgodnie z PTEKW §§ 151 i 153). W polach, w których ma być stosowana podsadzka, oblicza się zapotrzebowanie piasku wychodząc z założenia, że cała przestrzeń po wybranym węglu będzie podsadzona. Zużycie podsadzki zależy od jakości materiału podsadzowego. PTEKW (§ 206 e) podają normy techniczne jednostkowego zużycia materiału podsadzowego, a mianowicie:

przy piasku o zawartości

zanieczyszczeń ilastych	do 10% $c = 0,75 \text{ m}^3/\text{t}$
	do 20% $c = 0,90 \text{ m}^3/\text{t}$
	do 30% $c = 1,00 \text{ m}^3/\text{t}$

przy dolomicie lub żużlu

drobno rozdrobnionym	$c = 0,80 \text{ m}^3/\text{t}$
przy żużlu gruboziarnistym	$c = 0,90 \text{ m}^3/\text{t}$

Praktycznie zapotrzebowanie na materiał podsadzkowy przyjmować należy

$$Q_p = 0,8 \cdot W \cdot m^3 \quad (241)$$

gdzie W oznacza wydobywanie, t.

Wielkość podsadzkowni wyniknie w projekcie z założenia, iż zbiornik podsadzkowy powinien pomieścić całodzienny zapas podsadzkowego piasku, powiększony o 25%; objętość więc zbiornika wyniesie

$$V = 1,25 \cdot Q_p \quad (242)$$

Przy podsadzkowniach obsługiwanych przez centralną dostawę z magistrali ta wielkość może być zmniejszona wobec zapewnionej sprawnej obsługi; nie powinna ona być jednak mniejsza od objętości piasku dostarczanego przez jeden pociąg, co wynosi łącznie z rezerwą 750 m³.

Lokalizacja podsadzkowni następuje w wyniku analizy czterech czynników:

- możliwości wykorzystania istniejących szybów do opuszczania podsadzki,
- najkorzystniejszego ruchu podsadzki,
- dogodnego dowozu materiału podsadzkowego do podsadzkowni,
- ekonomicznego zasięgu stosowania podsadzki.

Najkorzystniejsze rozprządzanie podsadzki następuje przy umieszczeniu podsadzkowni na linii równo dzielącej zasoby węgla, przeznaczonego do wybrania z zastosowaniem podsadzki płynnej, i to w takim punkcie, w którym wlot podsadzki da najkorzystniejszą wydajność rurociągu podsadzkowego. Z tak wybranego optymalnego pod względem ruchu podsadzki punktu trzeba będzie niejednokrotnie urządzenie podsadzkowe przesunąć wskutek trudności w zbudowaniu kolei dla dowozu piasku (gęste zabudowanie terenów górniczych).

Z lokalizacją urządzenia na powierzchni jest ściśle związana trasa rurociągu podsadzkowego w wyrobiskach górniczych, która decyduje o wysokości rozporządzalnego naporu. Plach i profil zaprojektowanej trasy jest badany w kilku wariantach. Przewagę uzyskuje wariant nie tyle najtańszy w budowie, ile zapewniający najłatwiejszą obsługę, to jest dostawę, obserwację i wymianę rur.

Projektant powinien mieć zawsze na względzie znaczną zużywalność rurociągów i konieczność stałej obserwacji ciągów podsadzkowych.

69. EKONOMICZNY ZASIĘG STOSOWANIA PODSADZKI¹⁾

Jeśli pole, w którym będzie stosowana podsadzka, ma postać kwadratu o boku a m,

¹⁾ Według materiałów opracowanych przez prof. dr inż. T. Czechowicza

średnia długość rurociągów stosowana w kierunku nachylenia i rozciągłości pola wyniesie po $\frac{a}{4}$ m, czyli razem

$$\frac{a}{4} + \frac{a}{4} = \frac{a}{2} \text{ m} \quad (243)$$

Zapotrzebowanie na podsadzkę dla zamulenia przestrzeni wybranej w tym kwadracie wyniesie

$$Q_p = a^2 \cdot 1,3 \cdot w \cdot c \cdot g \quad (244)$$

gdzie

g — grubość pokładów wybieranych na podsadzkę,

w — współczynnik strat eksploatacyjnych,

c — współczynnik zużycia podsadzki,

przy $w = 0,9$ i $c = 0,8$

$$Q_p = 0,95 a^2 \cdot g \text{ m}^3$$

Koszt zużycia rurociągów do przetransportowania Q_p podsadzki wyniesie

$$K = \frac{0,95 \cdot a^2 \cdot g}{r} \cdot \frac{a}{2} \cdot \gamma \text{ zł} \quad (245)$$

gdzie

γ — koszt zakupu 1 m rurociągu,

r — ilość m^3 podsadzki, którą przepuszcza rurociąg do swego zużycia.

Jeżeli przyjmie się, że r przeciętnie równa się 400 000 m^3 , koszt całkowity zaś 1 m rurociągu wraz z akcesoriami wynosi 250 zł/m (γ), to dla K otrzyma się

$$K = \frac{0,95 \cdot a^3 \cdot g \cdot 250}{2 \cdot 400\,000} \approx \frac{a^3 \cdot g}{3400} \quad (246)$$

Jeżeli koszt rurociągów przekroczy wartość urządzenia podsadzkowego, to ekonomiczniej będzie zbudować nowe urządzenie podsadzkowe w innym korzystniejszym miejscu.

Gdy koszt urządzenia podsadzkowego wynosi K_p zł, wówczas ekonomiczna celowość wykorzystania rurociągu określa się równością

$$K = K_p$$

czyli

$$\frac{a^3 \cdot g}{3400} = K_p$$

stad

$$a = \sqrt[3]{\frac{K_p \cdot 3400}{g}} \approx 15 \sqrt[3]{\frac{K_p}{g}} \quad (247)$$

Na przykład: przy $K_p = 6\,000\,000$ zł i $g = 6$ m

$$a = 15 \sqrt[3]{\frac{6 \cdot 10^6}{6}} = 15 \cdot 10^2 = 1500 \text{ m}$$

Po przekroczeniu wymiaru boku $a = 1500$ m urządzenie jest nieekonomiczne, należy więc zainstalować je w innym punkcie pola kopalnianego i stosować w nowych warunkach.

70. OBLICZENIE RUROCIĄGÓW

Wielkości podstawowe. O najkorzystniejszym stosunku mieszanki piasku i wody oraz wydajności rurociągu podsadzkowego, tj. o najkorzystniejszym ruchu podsadzki, decydują dwie wielkości:

Sredni rozporządzalny spadek hydrauliczny instalacji podsadzkowej

$$J_s = \frac{H - 10}{\sum l_i} \quad (248)$$

Sredni współczynnik oporu ruchu materiału podsadzkowego

$$A_s = \frac{\sum l_i \cdot A_i}{\sum l_i} = (\delta - \vartheta) \cdot \frac{\sum l_i (\sin \alpha + f \cdot \cos \alpha)}{\sum l_i} \quad (249)$$

gdzie

H — różnica między poziomami wlotu i wylotu rurociągu podsadzkowego, m,

l_i — rzeczywista długość rurociągu, m,

f — współczynnik tarcia materiału podsadzkowego (dla piasku $f = 0,12$),

δ — ciężar właściwy ziarn podsadzki (kwarcu), t/m^3 ,

ϑ — przeciętny ciężar właściwy mieszanki piasku i wody, t/m^3 ,

α — kąt nachylenia rurociągu (kierunek wznoszący przyjęto za dodatni),

A_i — współczynnik oporu materiału

$$A_i = (\delta - \vartheta) \cdot (\sin \alpha + f \cdot \cos \alpha) \quad (250)$$

Wzór (249) można przedstawić w postaci

$$A_s = (\delta - \vartheta) \cdot \frac{f \cdot L - H}{\sum l_i} \quad (251)$$

gdzie

L — długość rurociągu w rzucie poziomym, m,

$f = 0,12$,

$\delta - \vartheta = 1,3$

otrzymamy

$$A_s = 1,3 \cdot \frac{0,12 L - H}{\sum l_i} \quad (252)$$

Najkorzystniejszy stosunek mieszania piasku i wody. Najkorzystniejszym stosunkiem mieszania nazywamy taki, przy którym osiąga się największą wydajność instalacji podsadzkowej. Wydajność taką otrzymuje się, gdy ilość wody w m³ przypadająca na 1 m³ piasku wynosi

$$P = 0,9 \frac{A_s}{J_s} + 0,3 \quad (253)$$

to znaczy gdy stosunek objętości piasku do wody wynosi 1 : P.

Praktycznie za najgęstszy stosunek mieszania może być uznany 1 : 1, a więc musi być przy tym zachowany warunek $P \geq 1$. Z tego wynika, że wzór (253) należy stosować tylko wtedy, gdy $\frac{A_s}{J_s} > 0,78$.

Przy mniejszej wartości stosunku $\frac{A_s}{J_s}$ powinien być przyjęty stosunek mieszania 1 : 1.

Z powyższych wzorów wynika ważny wniosek, że najkorzystniejszy stosunek mieszania nie zależy od średnicy rurociągu.

Największą wydajność instalacji podsadzkowej daje wzór

$$Q_{pmax} = \frac{1}{3} \cdot \frac{S \cdot J_s}{A_s + J_s} \sqrt{\frac{d \cdot J_s}{3K}} \quad (254)$$

gdzie

d — średnica rury, m,

K — współczynnik oporu ruchu wody,

S — powierzchnia przekroju rury, m².

a. Przy rurociągu średnicy $d = 150$ mm i gdy $\frac{A_s}{J_s} > 0,78$

$$Q_{150} = 450 \cdot \frac{\sqrt{J_s}}{\frac{A_s}{J_s} + 1} \text{ m}^3/\text{godz} \quad (255)$$

gdy $\frac{A_s}{J_s} < 0,78$, a stosunek mieszania przyjęto 1 : 1, wówczas

$$Q_{150} = 350 \sqrt{J_s - 0,6 A_s} \text{ m}^3/\text{godz} \quad (256)$$

b. Analogicznie, gdy średnica $d = 185$ mm i gdy $\frac{A_s}{J_s} > 0,78$

$$Q_{185} = 770 \cdot \frac{\sqrt{J_s}}{\frac{A_s}{J_s} + 1} \text{ m}^3/\text{godz} \quad (257)$$

gdy $\frac{A_s}{J_s} < 0,78$

$$Q_{185} = 590 \cdot \sqrt{J_s - 0,6 A_s} \text{ m}^3/\text{godz} \quad (258)$$

Najkorzystniejszy stosunek mieszaniny

$$e = \frac{2 \cdot J_s}{3A_s + J_s} \quad (259)$$

Wydajność rur podsadzkowych przy mieszaninie 1 : 1

$$Q_p = 0,5 \cdot S \cdot \frac{e}{1 + e} \sqrt{\frac{J_s - A_s \cdot e}{\frac{K}{d}(1 + e)}} \quad (260)$$

gdzie $e = \frac{Q_p}{Q_w}$ oznacza stosunek rzeczywistej objętości materiału i wody.

Stopień zwilżenia przekroju

$$a = \frac{1}{1 + e} \quad (261)$$

Średnia prędkość wody

$$v_w = \frac{Q_p}{S} \cdot \frac{1 + e}{e} \quad (262)$$

Spadek hydrauliczny w poszczególnych odcinkach rurociągu

$$J = 4 K \cdot \frac{v_w^2 (1 + e)}{d} + A_i \cdot \frac{1 - a}{a} \quad (263)$$

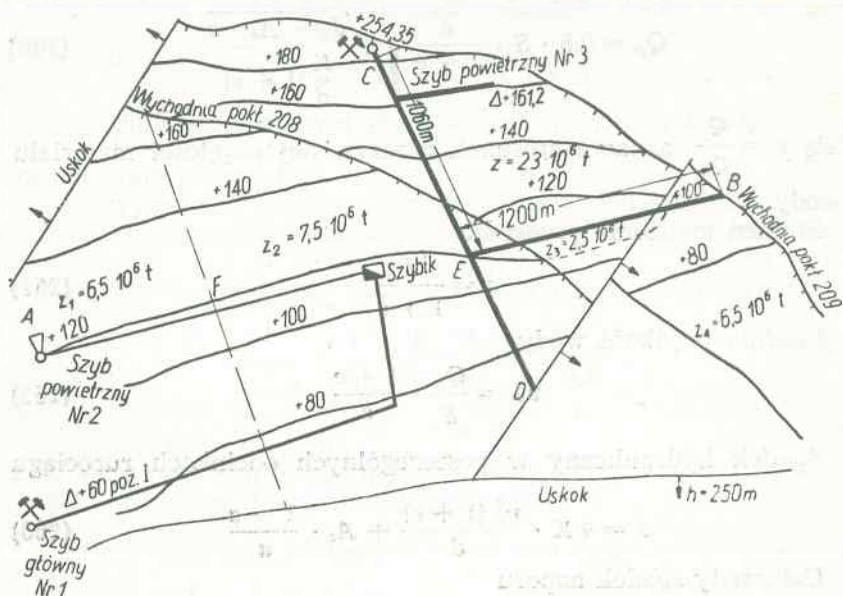
Całkowity spadek naporu

$$H = \sum J_i \cdot l_i \quad (264)$$

IX. PRZYKŁAD OBLICZENIA URZĄDZENIA PODSADZKOWEGO

71. ZAŁOŻENIA PROJEKTOWE

Dane wyjściowe: wschodnie pole kopalni Zorza jest ograniczone od wschodu, południa i zachodu uskokami (rys. 50), od północy — wychodami pokładów. W polu kopalnianym na poziomie +60 zalegają dwa pokłady: 208 grubości 2 m i 209 grubo-



Rys. 50. Wschodnie pole kopalni Zorza

kości 5 m. Ze względu na wymagania PTEKW pokład 209 może być eksploatowany tylko z zastosowaniem podsadzki płynnej, pokład zaś 208 — z zastosowaniem podsadzki tam, gdzie będzie eksploatowany pod chronionymi obiektami. Zasoby w pokładzie 209 wynoszą 16,5 mln t. Eksploatacja odbywa się szybem głów-

nym z poziomu +60, przewietrzanie i podsadzka — szybem powietrznym 2 z poziomu +120. W tym celu w szybie powietrznym 2 jest zainstalowany wentylator o wydajności 6000 m³/min i depresji $h = 534$ mm sł. wody oraz podsadzkownia o wielkości zbiornika 1500 m³. Rozciągłość pola na poziomie +80 wynosi 2500 m. Projektowane wydobyć z pokładu 209 wynosi 3000 t na dobę. Przeprowadzone roboty poszukiwawcze wyjaśniły, iż poza uskokiem wschodnim występuje pokład 209 z zasobami około 6,5 mln t, tak że całość zasobów w tym pokładzie wynosi 23 mln t. Rozciągłość pola na poziomie +80 zwiększy się do 3300 m.

Stosownie do tych danych należy:

- określić zdolność przepustową urządzenia podsadzkowego, zlokalizowanego przy szybie powietrznym 2,
- zaprojektować urządzenie podsadzkowe o najkorzystniejszym ruchu podsadzki płynnej.

72. ZDOLNOŚĆ PRZEPUSTOWA URZĄDZENIA PODSADZKOWEGO PRZY SZYBIE 2

Trasa rurociągu podsadzkowego średnicy 185 mm przebiega z poziomu +260 szybem powietrznym na poziom +120, chodnikiem na poziomie +120, szybikiem i przekopem podsadzkowym na poziomie +80, z którego to poziomu są podsadzane wyrobiska położone niżej.

Na tej trasie

$$H = (+260) - (+80) = 180 \text{ m}$$

$$\Sigma l = 180 + 2500 = 2680 \text{ m}$$

$$L = 2500 \text{ m}$$

według wzoru (248)

$$J_s = \frac{H - 10}{\Sigma l} = \frac{180 - 10}{2680} = 0,063$$

według wzoru (251)

$$A_s = (\delta - \vartheta) \cdot \frac{f \cdot L - H}{\Sigma l} = 1,3 \cdot \frac{0,12 \cdot 2500 - 180}{2680} = 0,058$$

$$\frac{A_s}{J_s} = \frac{0,058}{0,063} = 0,92$$

Ponieważ $0,92 > 0,78$, to według wzoru (253)

$$W = 0,9 \cdot 0,92 + 0,3 = 1,128 \approx 1,2$$

a więc stosunek piasku do wody

$$1 : P = 1 : 1,2$$

Przy rurach średnicy 185 mm według wzoru (257)

$$Q_p = 770 \cdot \frac{\sqrt{J_s}}{\frac{A_s}{J_s} + 1} = 770 \cdot \frac{0,25}{0,92 + 1} = 100 \text{ m}^3/\text{godz}$$

lub na dobę

$$Q_p^1 = j \cdot Q_p \cdot t = 0,9 \cdot 100 \cdot 14 = 1260 \text{ m}^3$$

przy czym

j — współczynnik nierównomierności ruchu, 0,9,

t — 14 godz pracy podsadzki.

Ta zdolność przepustowa obsłuży ilość wydobycia

$$A = \frac{Q_p^1}{0,8} = \frac{1260}{0,8} = 1600 \text{ t}$$

Do obsługi projektowanego wydobycia 3000 t z pokładu 209 konieczne jest więc podsadzanie dwoma rurociągami, co wymaga instalacji w szybie i w głównych drogach trzech rurociągów podsadzkowych. Należy zaznaczyć, iż gospodarka trzema rurociągami w szybie i szybikach jest skomplikowana.

Trzeba sprawdzić zdolność przepustową rurociągu przy podsadzaniu robót położonych powyżej poziomu +80, czyli w polu, w którym długość rurociągu l dodatkowo wynosi 300 m i po wzniosie $h = -30$ m.

W tym przypadku

$$H = (+260) - (+80) + (-30) = 150 \text{ m}$$

$$\Sigma l = 180 + 2500 + 300 = 2980 \text{ m}$$

$$L = 2800 \text{ m}$$

według wzoru (243)

$$J_s = \frac{150 - 10}{2980} = 0,047$$

według wzoru (251)

$$A_s = 1,3 \cdot \frac{0,12 \cdot 2800 - 150}{2980} = 0,081$$

$$\frac{A_s}{J_s} = \frac{0,081}{0,047} = 1,72$$

ponieważ

$$\frac{A_s}{J_s} = 1,72 > 0,78$$

to stosunek $1:P = 1:1,7$

Przy średnicy 185 mm według wzoru (257)

$$Q_p = \frac{770 \cdot \sqrt{J_s}}{\frac{A_s}{J_s} + 1} = 770 \cdot \frac{0,21}{1,7 + 1} = 60 \text{ m}^3/\text{godz}$$

$$Q_p^1 = j \cdot Q_p \cdot t = 0,9 \cdot 60 \cdot 14 = 775 \text{ m}^3$$

co obsłuży ilość wydobycia

$$A = \frac{Q_p^1}{0,8} = \frac{775}{0,8} \approx 1000 \text{ t}$$

Do obsługi całego wydobywania 3000 t należałoby dysponować trzema czynnymi rurociągami. Ze względu na koszty takie urządzenie podsadzkowe uważać należy za nieekonomiczne. Ekonomiczną podsadzkę zapewnić może tylko budowa drugiego urządzenia podsadzkowego.

73. LOKALIZACJA I WYMIARY DRUGIEGO URZĄDZENIA PODSADZKOWEGO

Po przekroczeniu uskoku wschodniego rozciągłość pola kopalni Zorza w kierunku na wschód wyniesie 3300 m. Zakładając, iż szyb 2 obejmie podsadzkę skrzydła do niego przylegającego, a nowe urządzenie podsadzkowe — dwa dalsze skrzydła, można całą rozciągłość rozdzielić na trzy części i nowe urządzenie podsadzkowe zlokalizować na linii równo dzielącej zasoby, tak aby wyrobisko udostępniające napotkało pokład 209 w najwyższym punkcie. Tym warunkom w przybliżeniu odpowiada przecięcie warstwy +186,6 pochylnią CD, która z kolei przecina rozciągłość AB na warstwy +120 w punkcie E, odległym od granicy wschodniej o 1200 m ($EB = 1200$), a od nowej zachodniej granicy 1000 m ($EF = 1000$). Granica przechodząca przez punkt F dzieli więc pole kopalni Zorza na dwie strefy: zachodnią, obsługiwaną przez szyb 2 z zasobami $Z_1 = 6,5$ mln t oraz wschodnią, dwuskrzydłową, obsługiwaną przez nowe urządzenie podsadzkowe o zasobach $Z_2 = 7,5$ mln t i $Z_3 = 25$ mln t. Zasoby Z_2 będą powiększone o tę część zasobów pokładu 208, która zalega w filarze oporowym w strefie EF pod osiedlem, w ilości około 1,0 mln t.

Zdolność przepustowa rurociągu na trasie CED z odgałęzieniem EB po rozciągłości ($l = 1200$) m wyniesie

$$H = (+252,35) - (+100) = 152,35 \text{ m}$$

$$\Sigma l = 83,4 + 1060 + 1200 = 2343,40 \text{ m}$$

gdzie

(+100) — wysokość wylotu rurociągu podsadzkowego (rys. 50),
(83,4) — długość rurociągu w szybie wzięta z tabl. 55.

$$J_s = \frac{152,35 - 10}{2343,4} = 0,061$$

$$A_s = 1,3 \frac{0,12 \cdot L - H}{\sum l} = 1,3 \frac{0,12 \cdot 2260 - 152,35}{2343,4} = 0,07$$

$$L = 2260 \text{ m}$$

$$\frac{A_s}{J_s} = \frac{0,07}{0,061} = 1,15 > 0,78$$

$$Q_{185} = 770 \cdot \frac{\sqrt{J_s}}{\frac{A_s}{J_s} + 1} = 770 \cdot \frac{\sqrt{0,061}}{2,15} = 770 \cdot \frac{0,247}{2,15} = 88,5 \text{ m}^3/\text{godz}$$

74. KOSZTY NOWEGO URZĄDZENIA PODSADZKOWEGO

Udostępnienie warstwicy 186,4 może być wykonane albo otworem wiertniczym, albo szybem długości 68 m.

Urządzenia wspólne:

Zbiornik podsadzkowy na 1500 m ³	2 200 000 zł
Bocznicą piaskowa (800 m)	600 000 zł
Most wyladowczy	500 000 zł
Wypożyczenie budynku zmywczego	480 000 zł
Kanał podsadzkowni i szybik zmywczy	460 000 zł
Razem	4 240 000 zł

68¹⁾ m otworu wiertniczego średnicy 300 mm
po 4000 zł/m 272 000 zł

— Koszt urządzenia z zastosowaniem otworu
wiertniczego (wariant I) 4 512 000 zł
68 m szybu po 30 000 zł 2 040 000 zł
— Koszt urządzenia z szybem (wariant II) 6 280 000 zł

Wariant drugi jest droższy o około 1 768 000 zł.

Szyb podsadzkowy zapewnia jednak inne korzyści, których nie daje otwór wiertniczy. Szyb może być wykorzystany do przewietrzania i transportu materiałów i załogi.

¹⁾ Długość otworu wiertniczego szybu wynosząca 68 m wynika z różnicy kot powierzchni +254,35 (rys. 50) i udostępnionej +186,4 (rys. 51).

Należy obliczyć dodatkowe korzyści, które daje zgłębienie szybu 3 dla przewietrzania pól kopalni Zorza.

Po wykonaniu szczegółowego projektu przewietrzania wyniknie, iż instalacja wentylatora na szybie 3, jako drugim szybie wydechowym dla wschodniej części kopalni Zorza, znacznie obniża parametry wentylatora szybu 2. Wystarczy teraz przeliczyć różnicę w koszcie energii zużytej na przewietrzanie w dwóch wariantach, by stwierdzić celowość głębenia szybu 3.

Koszt energii przewietrzania całego pola szybem 2. Zakładając, że wentylator będzie dawał $Q_1 = 6000 \text{ m}^3/\text{min}$ i depresję $h = 534 \text{ mm}$ potrzebna energia wynosi

$$N = \frac{1}{\eta} \cdot \frac{Q \cdot h}{102} \text{ kW}$$

a po podstawieniu odpowiednich wartości

$$N_1 = \frac{1}{0,6} \cdot \frac{6000 \cdot 534}{102 \cdot 60} = 872 \text{ kW/godz}$$

co przy cenie prądu 0,06 zł za kW/godz stanowi koszt

$$K_1 = 872 \cdot 0,06 = 52,32 \text{ zł/godz}$$

Koszt energii przewietrzania całego pola szybem 2 i 3. Zakładając, że wentylator na szybie 2 będzie dawał $Q_2 = 3600 \text{ m}^3/\text{min}$ przy $h = 231 \text{ mm}$, wtedy zużycie energii wyniesie

$$N_2 = \frac{1}{0,6} \cdot \frac{3600 \cdot 231}{102 \cdot 60} = 230 \text{ kW/godz}$$

poza tym wentylator w szybie 3 będzie dostarczał $Q_3 = 2700 \text{ m}^3/\text{min}$ przy $h = 221 \text{ mm}$, wówczas zużycie energii wyniesie

$$N_3 = \frac{1}{0,6} \cdot \frac{2700 \cdot 221}{102 \cdot 60} = 160 \text{ kW/godz}$$

Zatem koszt energii niezbędnej do przewietrzania całego pola za pomocą dwóch wentylatorów wyniesie

$$K_2 = (N_2 + N_3) \cdot 0,06 = (230 + 160) \cdot 0,06 = 23,40 \text{ zł/godz}$$

Różnica w kosztach

$$K_1 - K_2 = 52,32 - 23,40 = 28,92 \text{ zł/godz}$$

lub rocznie

$$K = 28,92 \cdot 24 \cdot 365 = 253\,340 \text{ zł}$$

Ta oszczędność w kosztach energii przy posiadaniu drugiego szybu do przewietrzania kopalni Zorza amortyzuje w ciągu około 7 lat zwiększone nakłady. Wykazuje to celowość budowy urządzenia podsadzkowego wyposażonego w szyb.

75. SZCZEGÓŁOWE OBLICZENIE RUROCIĄGU DO NAJWYŻEJ POŁOŻONYCH ROBÓT

W miarę tego jak eksploatacja będzie posuwała się od poziomu +60 po wzniosie pokładu, wydajność urządzenia podsadzkowego będzie maleć wskutek zmniejszania się naporu jednostkowego. Należy sprawdzić w końcowej fazie eksploatacji rozporządzalną wysokość instalacji podsadzkowej, gdy trasa rurociągu będzie przebiegać w górnej partii robót, i porównać ją z wysokością oporu rurociągu, by w ten sposób wykazać całkowitą skuteczność działania rurociągu w najniekorzystniejszych warunkach. Zakładamy, iż wlot podsadzki dokonuje się na poziomie +254,35, a wylot jej na poziomie +161,20, jak to pokazano na załączonym profilu rys. 51.

Obliczenie rurociągu podają tablice 55, 56, 57.

Tablica 55

Dane dotyczące odcinków rurociągu

Odcinek	Długość m	Kota początko- wa	Kota końcowa	Różnica poziomów		Kąt nachyle- nia
				upad	wznios	
Szybik zmywczy .	18,50	+ 254,35	+ 233,85	18,50	—	— 90°
Kanał podsadzko- wy	21,00	+ 233,85	+ 230,50	3,35	—	— 11°
Szyb	43,90	+ 230,50	+ 186,60	43,90	—	— 90°
A—B	20,00	+ 186,60	+ 184,20	2,40	—	— 5°
B—C	122,0	+ 184,20	+ 183,60	0,60	—	— 0° 17'
C—D	257,00	+ 183,60	+ 171,80	11,80	—	— 2° 40'
D—E	148,00	+ 171,80	+ 166,70	5,10	—	— 1° 57'
E—F	80,00	+ 166,70	+ 161,20	5,50	—	— 3° 56'
F—G	56,00	+ 161,20	+ 161,20	0,00	—	0° (0'
Razem	766,40			91,15		

— Całkowita rozporządzalna wysokość naporu instalacji podsadzkowej

$$H_0 = H - 10 \text{ m}$$

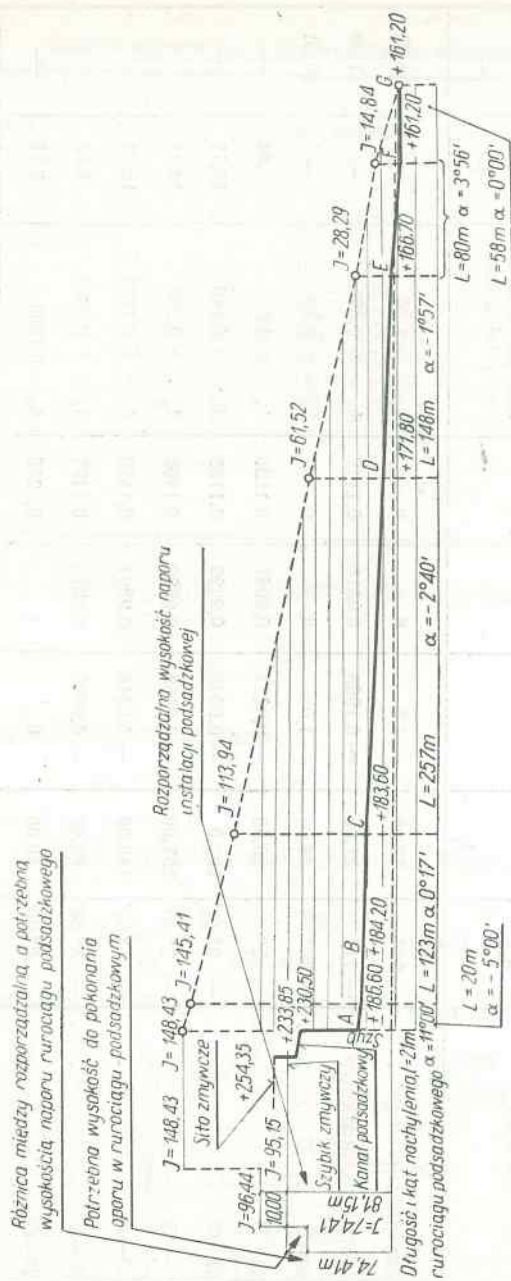
$$H = 254,35 - 161,20 = 93,15 \text{ m}$$

(różnica wysokości wlotu podsadzki i miejsca podsadzania)

$$H_0 = 93,15 - 10 = 83,15 \text{ m}$$

— Średni rozporządzalny spadek hydrauliczny

$$J_s = \frac{H_0}{\sum l} = \frac{83,15}{766,40} = 0,107$$



Rys. 51. Profil rurociągu podsadzkowego

Współczynnik oporu materiału dla poszczególnych odcinków rurociągu

Odcinek	Kąt nachylenia α	Długość l_i	$\sin \alpha$	$\cos \alpha$	$f \cdot \cos \alpha$	A_i dla poszczególnych odcinków	$A_i \cdot l_i$	
							+	—
Szybik zwywoczy . .	— 90°	18,50	— 1,0	0	0	$A_1 = - 1,30$	—	24,05
Kanal podsadzkowy .	— 11°	21,00	— 0,1908	0,9816	0,1177	$A_2 = - 0,095$	—	1,99
Szyb	— 90°	43,90	— 1,0	0	0	$A_3 = - 1,30$	—	57,07
A—B	— 5°	20,00	— 0,0871	0,9961	0,1195	$A_4 = 0,042$	0,84	—
B—C	— 0° 17'	122,0	— 0,0049	0,9999	0,1199	$A_5 = + 0,149$	18,17	—
C—D	— 2° 40'	257,00	— 0,0465	0,9889	0,1198	$A_6 = + 0,095$	24,41	—
D—E	— 1° 57'	148,00	— 0,0340	0,9994	0,1199	$A_7 = + 0,1116$	16,51	—
E—F	— 3° 56'	80,00	— 0,0685	0,9976	0,1197	$A_8 = + 0,0665$	5,32	—
F—G	0° 00'	56,00	0	1	0,1200	$A_9 = 0,1560$	8,73	—
Razem		766,40					73,98	83,11

Spadek naporu na poszczególnych odcinkach

Odcinek	Spadek naporu	$J_i \cdot l_i$ +	$J_i \cdot l_i$ —
Szybik zmywczy	$J_1 = (0,109 - 1,30) \cdot 18,5 =$	—	22,03
Kanał podszadzko- wy	$J_2 = (0,109 - 0,095) \cdot 21,0 =$	0,29	—
Szyb	$J_3 = (0,109 - 1,30) \cdot 43,90 =$	—	52,28
A—B	$J_4 = (0,109 - 0,042) \cdot 20,0 =$	3,02	—
B—C	$J_5 = (0,109 - 0,149) \cdot 122,0 =$	31,47	—
C—D	$J_6 = (0,109 - 0,095) \cdot 257,0 =$	52,42	
D—E	$J_7 = (0,109 - 0,1116) \cdot 148,0 =$	32,64	
E—F	$J_8 = (0,109 - 0,0665) \cdot 80,0 =$	14,04	
F—G	$J_9 = (0,109 - 0,1560) \cdot 56,0 =$	14,84	
Razem		148,72	74,31

— Średni współczynnik A_s oporu ruchu materiału podszadzkowego

$$A_s = \frac{\sum A_i \cdot l_i}{\sum l_i}$$

Współczynnik oporu materiału

$$A_i = (\delta - \vartheta) \cdot (\sin \alpha + f \cdot \cos \alpha)$$

gdzie $\delta - \vartheta = 1,3$; $f = 0,12$.

Dla A_s otrzymamy po wstawieniu do wzoru odpowiednich wartości

$$A_s = \frac{+73,98 - 83,11}{766,40} = 0,011$$

— Największa wydajność instalacji podszadzkowej

$$Q_{max} = \frac{1}{3} \cdot \frac{S \cdot J_s}{A_s + J_s} \cdot \sqrt{\frac{d \cdot J_s}{3 \cdot k}} = \frac{1}{3} \cdot \frac{0,026 \cdot 0,105}{-0,011 \cdot 0,107} \cdot$$

$$\cdot \sqrt{\frac{0,185 \cdot 0,105}{0,0009}} \text{ m}^3/\text{sek}$$

$$k = 0,0003$$

$$Q_{max} = 151,20 \text{ m}^3/\text{godz}$$

— Najkorzystniejszy stosunek mieszanki zapewniający największą wydajność instalacji podszadkowej wynosi

$$P = 0,9 \frac{A_s}{J_s} + 0,3$$

Dla rozpatrywanego przykładu po przeliczeniu otrzymamy

$$P = 0,9 \cdot \frac{-0,011}{0,107} + 0,3 = +0,205$$

Ponieważ P musi być większe od jedności, z tego warunku wynika, że stosunek $\frac{A_s}{J_s}$ powinien być większy od 0,78; przy mniejszej wartości stosunku $\frac{A_s}{J_s}$ należy przyjąć stosunek mieszanki 1 : 1.

— Najkorzystniejsza wydajność przy stosunku mieszanki 1 : 1 według wzoru (260) wynosi

$$Q_p = 0,5 \cdot \frac{0,026 \cdot 1}{1 + 1} \cdot \sqrt{\frac{0,105 - (-0,011) \cdot 1}{\frac{0,0003}{0,185} (1 + 1)}} = 0,0384 \text{ m}^3/\text{sek}$$

$$Q_p = 138 \text{ m}^3/\text{godz}$$

— Obliczenie średniej prędkości wody (wzór (262))

$$v_w = \frac{Q_p (1 + e)}{S \cdot e} = \frac{0,0384 \cdot (1 + 1)}{0,026 \cdot 1} = 2,9 \text{ m/sek}$$

— Spadek naporu na poszczególnych odcinkach (wzór (263))

$$J = 4K \frac{V_w^2 (1 + e)}{d} + A_s \cdot \frac{1 - a}{a}$$

gdzie

K — współczynnik oporu ruchu wody, 0,0003,

a — stopień zwilżenia przekroju, $\frac{1}{1 \cdot e} = 0,5$

$$J = 0,0012 \cdot \frac{8,41 \cdot 2}{0,185} + A_s \cdot \frac{1 - 0,5}{0,5}$$

$$J = 0,109 + A_s$$

Potrzebna wysokość do pokonania oporu wynosi (tablica 57)

$$\begin{array}{r} 148,71 \text{ m} \\ -74,31 \text{ m} \\ \hline 74,40 \text{ m} \end{array}$$

Rozporządzalna wysokość instalacji: 81,15 m (rys. 51).

Jak z obliczeń wynika, rozporządzalna wysokość szybu jest wystarczająca. Tym samym stwierdzono, iż rurociąg w najwyższym położeniu spełniać będzie swoje zadanie.

76. KOSZT PODSADZKI PŁYNNEJ I WSKAŹNIKI TECHNICZNO-EKONOMICZNE

Koszty ruchowe podsadzki płynnej można rozbić na 5 grup, a mianowicie:

- koszt piasku dostarczonego do podsadzkowni,
- transport piasku od zbiornika podsadzkowego do podsadzanych wyrobisk,
- podsadzanie wyrobisk,
- odprowadzanie wody i pompowanie na powierzchnię,
- usuwanie szlamów.

Składnikami omawianych kosztów są: robocizna, materiały, energia, remonty, amortyzacja i różne.

Koszty ruchowe podsadzki zł/m^3 kształtowały się w 1955 r. jak w tablicy 58.

Tablica 58:

Koszty ruchowe podsadzki

Wyszczególnienie grup	Koszt podsadzki zł/m^3	%
Koszt piasku dostarczonego do podsadzkowni	7,40	37,8
Transport piasku od zbiornika do podsadzanych wyrobisk	3,40	17,4
Podsadzanie wyrobisk	7,20	36,7
Odprowadzanie wody	1,10	5,9
Usuwanie szlamów podsadzkowych	0,45	2,2
Razem	19,55	100
Dzienne zużycie materiału podsadzkowego	75,000 m^3	

Opierając się na przeciętnych danych z kopalń PW, podaje się poniżej ważniejsze wskaźniki techniczno-ekonomiczne:

Zużycie materiału podsadzkowego	
na tonę wydobywania	0,8 m^3/t
Stosunek piasku do wody	1 : 1,9
Zużycie drewna do tam	6,2 $\text{m}^3/1000 \text{ m}^3$ podsadzki
Zużycie płótna do tam	190 $\text{m}^2/1000 \text{ m}^3$ podsadzki
Zużycie rur	25%/1000 m^3 podsadzki

X. PROJEKTOWANIE PRZEWIETRZANIA

77. WYKONYWANIE WSTĘPNEGO PROJEKTU PRZEWIETRZANIA

Wstępny projekt przewietrzania kopalni wymaga opracowania następujących zagadnień:

1. rozprowadzenie powietrza,
2. ilość powietrza świeżego,
3. wydajność wentylatora,
4. opory poszczególnych bocznic,
5. prędkość powietrza w wyrobiskach,
6. suma spadków naporu na najtrudniejszej drodze niezależnej,
7. regulacja ujemna bezpośrednia,
8. depresja całkowita wentylatora,
9. otwór równoznaczny kopalni i dobór wentylatora,
10. określenie charakterystycznych parametrów niektórych kapitalnych urządzeń wentylacyjnych,
11. zabezpieczenie profilaktyczne przeciwpyłowe i przeciwpożarowe.

78. ROZPROWADZANIE POWIETRZA

Należy projektować wentylację ssącą z wentylatorami głównymi umieszczonymi na powierzchni, przy czym każda kopalnia powinna mieć niezależny system przewietrzania z jednym lub więcej szybami wdechowymi, lecz jednym tylko szybem wydechowym. Kopalnie o dwóch lub większej liczbie szybów wentylacyjnych należy podzielić na liczbę systemów niezależnych równą liczbie szybów wentylacyjnych. Wszystkie wyrobiska łączące systemy niezależne powinny być szczelnie otamowane tamami głuchymi bądź szczelnymi śluzami z drzwiami zamykanymi w przeciwnie strony.

Należy podzielić niezależny system przewietrzania na możliwie największą liczbę rejonów wentylacyjnych, przestrzegając zasady, iż rejon nie może obejmować dwóch lub więcej pokładów, w jednym natomiast pokładzie może być więcej niż jeden rejon. Liczbę

rejonów wentylacyjnych w jednym pokładzie ustala się przyjmując, że w jednym rejonie nie może być więcej niż 100 ludzi w kopalni gazowej, a 130 ludzi w kopalni niegazowej — na najliczniejszej zmianie. Ponadto komora materiałów wybuchowych, komora pomp itp. stanowią odrębne rejonu wentylacyjne.

Rejon wentylacyjny nie może mieć nieotamowanych połączeń z innymi rejonami. Prąd powietrza płynący przez taki rejon jest prądem niezależnym w rozumieniu obowiązujących przepisów bezpieczeństwa. Jeżeli istnieją jakiekolwiek połączenia między rejonami, muszą być one otamowane głuchymi tamami lub korkami podsadzkowymi. Wyjątek stanowią drogi ucieczkowe międzyrejonowe, które tamuje się szczególnymi słuzami wentylacyjnymi.

Prądy rejonowe (czyli niezależne) należy odgałęziać możliwie blisko szybu wdechowego, a łączyć z sobą ponownie możliwie blisko szybu wydechowego. Prądy rejonowe i wszystkie inne powinny być normalne, tzn. ich kierunek nie może ulegać zmianie w zależności od zmian oporów bocznic sąsiednich. W wyjątkowych przypadkach, gdy względy ekonomiczne nie pozwalają na projektowanie prądów normalnych, projektowanym prądom przekątnym należy zapewnić wysoką stabilność (czyli zdolność zachowania projektowanego kierunku przepływu) przez to, że w projektowanym prądzie zachodzić będzie możliwie duży spadek naporu, np. rzędu dziesiątków mm sł. wody. W kopalniach gazowych i pożarowych należy stawiać wymagania ostrzejsze niż w kopalniach niegazowych i niepożarowych.

W kopalniach, w których występują wyrzuty bądź intensywne wydzielanie CO_2 , przewietrzanie odbywa się prądami schodzącymi, we wszystkich zaś pozostałych kopalniach prądami wznoszącymi się tak świeżego, jak i zużytego powietrza. W przypadkach gdy prowadzenie powietrza po upadzie jest nie do uniknięcia, należy zastosować dodatkowe zabezpieczenia.

Budowa tektoniczna złoża w zasadzie dyktuje strukturę szkieletu kopalni, czyli wzajemne rozmieszczenie wyrobisk udostępniających i głównych przygotowawczych, poziomów wydobywczych i wentylacyjnych względem siebie, jak również wysokości poszczególnych pięter i wielkości pól.

Główne drogi wentylacyjne w kopalniach niegazowych, gazowych, niepożarowych i pożarowych zakłada się w kamieniu.

Główne chodniki przygotowawcze (przewozowe i wentylacyjne) w cienkich, niesamozapalnych pokładach prowadzi się w węglu, w grubych natomiast i samozapalnych pod pokładem w kamieniu.

Drogi świeżego bądź zużytego powietrza należy projektować zdala od siebie, unikając połączeń między nimi i ich skrzyżowań, a to w celu uniknięcia strat powietrza (tzw. strat wewnętrznych).

Opracowanie rozprowadzenia powietrza znajduje swój wyraz w schematach przewietrzania przestrzennym i kanonicznym.

Schemat przestrzenny należy sporządzić, jeżeli to jest możliwe, według następujących zasad:

- wyrobiska poziome w pokładach należy wykreślać liniami poziomą,
- pochylnie i upadowe — liniami nachylonymi pod kątem 60° do poziomu,
- ściany podłużne — jak pochylnie,
- przecznice — liniami nachylonymi pod kątem 30° do poziomu,
- wyrobiska pionowe (szyby i szybiki) liniami pionowymi,
- punkty węzłowe sieci należy wyraźnie oznaczyć kolejnymi liczbami, rozpoczynając od szybu wdechowego,
- na liniach schematu należy strzałkami oznaczyć kierunek przepływu powietrza,
- wyraźnie oznaczyć szyby wdechowe i wydechowe.

Schemat kanoniczny powinien być zgodny ze schematem przestrzennym i w sposób przejrzysty przedstawiać system przewietrzania kopalni. Na schemacie kanonicznym należy oznaczyć:

- miejsca umieszczania wentylatorów,
- depresję wentylatorów,
- kierunki przepływu powietrza,
- położenie pól wybierania,
- rozmieszczenie tam regulacyjnych, tam bezpieczeństwa i zapór pyłowych,
- opory bocznic,
- ilość powietrza przepływającego przez poszczególne bocznicę lub stosunkowy rozdział powietrza.

79. ILOŚĆ POWIETRZA ŚWIEŻEGO

Obliczenie potrzebnej ilości powietrza. Na stopień zużycia powietrza w kopalni, a tym samym zmniejszanie w nim ilości tlenu i zwiększenie zawartości szkodliwych składników, wpływa:

- zużycie powietrza przez ludzi,
- palenie lamp karbidowych i benzynowych,
- wydzielanie się CO_2 i CH_4 z pokładów węgla, jak również SO_2 i H_2S ,
- wydzielanie się gazów z pól pożarowych,
- używanie materiałów wybuchowych (gazy postrzałowe),
- stosowanie silników spalinowych,
- gnicie drewna,
- utlenianie węgla itp.

Wydatek świeżego powietrza, które musi być doprowadzone do kopalni, jest określony w projekcie normy resortowej.

Norma ta przewiduje przy projektowaniu wentylacji obliczanie wydatku powietrza ze względu na:

- liczbę ludzi zatrudnionych na najliczniejszej zmianie,
- konieczność rozrzedzenia metanu wydzielającego się z węgla i skał otaczających,
- wzrost temperatury z głębokością kopalni.

Obliczenie ilości powietrza świeżego z uwagi na liczbę zatrudnionych

$$Q = a \cdot N \quad (265)$$

gdzie

Q — całkowity wydatek powietrza,

$a = 10$ — wydatek powietrza w m^3/min i człowieka, w przypadkach uzasadnionych można tę wartość obniżyć do $7 \text{ m}^3/\text{min}$ i człowieka

$$N = \frac{W_d}{z} \cdot p$$

gdzie

N — liczba załogi zatrudnionej na najliczniejszej zmianie,

W_d — wydobyte dziennie, netto t,

z — wydajność dołowa, t/robdn,

p — procentowy udział załogi na najliczniejszej zmianie.

Obliczenie ilości powietrza potrzebnego do rozrzedzenia metanu

$$Q = 0,15 \cdot w \cdot W_d \quad (266)$$

gdzie w — liczba m^3 metanu wydzielającego się do atmosfery kopalnianej, przypadająca na 1 t wydobywania węgla netto.

Obliczenie ilości powietrza zależnie od głębokości kopalni

$$Q = b \cdot W_d \quad (267)$$

gdzie b oznacza ilość powietrza w m^3/min zależna od głębokości kopalni; dobiera się ją według tablicy 59.

Tablica 59

Głębokość, m	b	Uwaga
do 400	1,0	Za wynik należy przyjąć wartość największą z obliczonych według wyżej podanych wzorów, która uwzględnia również ilość powietrza potrzebną do przewietrzania komór i ślepych wyrobisk
400 ÷ 600	1,0 ÷ 1,5	
600 ÷ 800	1,5 ÷ 2,5	
800 ÷ 1000	2,5 ÷ 4,0	

Wydatki powietrza w wyrobiskach górniczych spełniać powinny następujące warunki:

- Do każdego miejsca pracy należy doprowadzić co najmniej $3 \text{ m}^3/\text{min}$ powietrza na jednego zatrudnionego człowieka.
- Stężenie metanu w prądzie wylotowym z wyrobiska wybierkowego i z rejonu wentylacyjnego nie powinno przekraczać 1%.
- Prędkość powietrza przepływającego przez wyrobiska ścianowe powinna mieścić się w granicach 0,75 do 4,0 m/sek.
- W prądzie wylotowym z wyrobiska wybierkowego temperatura nie powinna przekraczać na termometrze suchym 28°C , a na termometrze wilgotnym 25°C .

W przypadku niespełnienia powyższych warunków należy powiększyć odpowiednio całkowity wydatek powietrza.

Dla kopalń o warunkach specjalnych wpływających ujemnie na przewietrzanie, np. wyrzuty znacznych ilości gazów kopalnianych lub niski stopień geotermiczny, można obliczyć wydatek powietrza inaczej, niż podano wyżej z tym zastrzeżeniem, że tak obliczony wydatek nie będzie niższy niż obliczony według podanych wyżej wzorów.

80. WYDAJNOŚĆ WENTYLATORA

Obliczona na podstawie normy ilość powietrza nie uwzględnia strat zewnętrznych (q_{str}) oraz powietrza sprężonego zużywanego na dole (q_{ps}).

Straty zewnętrzne obejmują ilości powietrza przenikające przez zamknięcia zrębu szybu i inne nieszczelności w klapach lub zasuwach umieszczonych przed wentylatorem. Straty te nie są wartością stałą i zależą zarówno od oporu, jaki stawiają podane wyżej urządzenia zamykające, jak i od depresji wytwarzanej przez wentylator. Przy obliczeniach wielkość strat zewnętrznych przyjmuje się w granicach 5 do 25% wydajności wentylatora.

Nominalną ilość powietrza można obliczyć z wzoru

$$Q = q_p + q_{str} + q_{ps} \quad (268)$$

gdzie

q_p — projektowana ilość świeżego powietrza,

q_{str} — straty zewnętrzne,

q_{ps} — ilość powietrza sprężonego zużywanego na dole.

Ponieważ

$$q_{str} = 0,05 \div 0,25 \cdot Q$$

wobec tego nominalna wydajność wentylatora wynosi

$$Q = (1,05 \div 1,33) \cdot (q_p + q_{ps}) \quad (269)$$

81. OPORY POSZCZEGÓLNYCH BOCZNIC

Bocznice w sieci wentylacyjnej może stanowić jedno wyrobisko (np. przecznica, szybik, chodnik) lub szeregowe połączenie kilku wyrobisk.

Opór wyrobiska oblicza się z wzoru

$$m = \frac{10^4 \cdot \alpha}{10} \cdot \frac{L \cdot P}{S^3} \quad (270)$$

gdzie

- m — opór wyrobiska, miurgi,
- $10^4 \cdot \alpha$ — współczynnik oporu,
- L — długość wyrobiska, m,
- P — obwód poprzecznego przekroju wyrobiska, m,
- S — przekrój poprzeczny wyrobiska, m².

Współczynnik oporu $10^4 \cdot \alpha$ zależy od rodzaju obudowy wyrobiska (drzewna, stalowa, murowa, betonowa itp.), gęstości obudowy, stanu wyrobiska i obudowy. Wielkość współczynnika $10^4 \cdot \alpha$ przyjmuje się z tablic lub wykresów.

Przy obliczaniu oporu bocznic w projektowanej kopalni, w której chodniki mają znormalizowane wymiary, korzystne jest ułożenie tabeli oporów dla 100 m poszczególnych wyrobisk. Tabela taka znacznie ułatwia obliczenie oporów wyrobisk tym bardziej, że opór 100 m wyrobiska można znaleźć z nomogramów. Opór bocznic, stanowiący szeregowe połączenie kilku wyrobisk, jest sumą oporów poszczególnych wyrobisk.

82. PRĘDKOŚĆ POWIETRZA W WYROBISKACH

Prędkość powietrza w wyrobiskach zależy od ilości powietrza przepływającego przez wyrobisko i od przekroju poprzecznego wyrobiska. Prędkość powietrza przepływającego przez wyrobisko daje wzór

$$v = \frac{q}{S} \text{ m/sek} \quad (271)$$

gdzie

- q — ilość powietrza przepływającego przez wyrobisko, m³/sek,
- S — przekrój poprzeczny wyrobiska, m².

Prędkości powietrza nie mogą przekraczać prędkości dopuszczalnych dla odpowiednich wyrobisk (chodniki transportowe, wentylacyjne, wyrobiska wydobywcze, szyby wydobywcze, kanały i szyby wentylacyjne itp.). Prędkości te określa § 792 PTEKW.

Do pomiaru prędkości powietrza i kontroli przewietrzania ko-

palni należy urządzać w głównych drogach wentylacyjnych stacje pomiarowe (PTEKW § 796).

Miejsce dla stacji należy wybrać w prostych odcinkach chodników co najmniej 5 do 10 m przed i za stacją.

Stacje pomiarowe powinny być urządzone zgodnie z normami PN/G-53051 do 53052.

Nowsze badania naukowe wykazały, że prędkość powietrza świeżego nie powinna przekraczać 1,7 m/sek, gdyż przy większych prędkościach jest unoszony pył węglowy z ociosów, wskutek czego do miejsc pracy płynie powietrze zapyłone. Prędkości świeżego powietrza należy zmniejszać możliwie jak najbardziej, jeśli tylko są sprzyjające ku temu warunki, np. drogi równoległe itp.

83. SUMA SPADKÓW NAPORU NA NAJTRUDNIEJSZEJ DRODZE NIEZALEŻNEJ

Najtrudniejszą drogą niezależną jest ta droga, w której suma spadków naporu jest największa spośród sum spadków naporu we wszystkich pozostałych drogach niezależnych. Ponieważ spadki naporu zależą głównie od długości dróg, ich poprzecznego przekroju i ilości powietrza nimi płynącego — najtrudniejszą drogą niezależną w zasadzie jest droga niezależna najdłuższa, którą płyną duże ilości powietrza wyrobiskami o niedużych poprzecznych przekrojach.

Jeżeli nie ma pewności, że dana droga wentylacyjna jest najtrudniejsza, należy wybrać kilka dróg niezależnych należących do bardzo trudnych i obliczyć dla nich sumy spadków naporu. Rachunek wykaże, która spośród nich jest najtrudniejsza.

Jeżeli w systemie przewietrzania jest kilka szybów wentylacyjnych, należy znaleźć najtrudniejszą drogę dla każdego szybu wentylacyjnego osobno.

Sumę spadków naporu na drodze niezależnej oblicza się z wzoru

$$\sum_{i=1}^{i=n} w_i = 0,001 \sum_{i=1}^{i=n} m_i \cdot q_i^2 \quad (272)$$

gdzie

- m_i — opór poszczególnych bocznic pojedynczych, miurgi,
- q_i — ilość powietrza płynąca bocznicami pojedynczymi, m^3/sek ,
- i — kolejny numer bocznic pojedynczej wchodzącej w skład drogi niezależnej,
- n — liczba pojedynczych bocznic, wchodzących w skład drogi niezależnej.

Podany niżej wzór daje wypadkowy opór systemu przewietrzania kopalni

$$M = \frac{1000 \sum_{i=1}^{i=n} w_i}{Q^3} \quad (273)$$

Z wzoru (273) otrzymuje się po wstawieniu wzoru (272)

$$M = \frac{1000}{Q^3} \cdot 0,001 \sum_{i=1}^{i=n} m_i \cdot q_i^2 = \sum_{i=1}^{i=n} m_i \cdot \frac{q_i^2}{Q^3} \quad (274)$$

z którego po wstawieniu oznaczenia

$$x_i = \frac{q_i}{Q}$$

otrzymuje

$$M = \sum_{i=1}^{i=n} m_i \cdot x_i^2 \quad (275)$$

Wzory (273) i (275) prowadzą do identycznych wyników.

84. REGULACJA UJEMNA BEZPOŚREDNIA

Gdy suma spadków naporu $\sum_{i=1}^{i=n} w_i$ obliczona z wzoru (272)

dla najtrudniejszej drogi wypadnie bardzo duża, np. 400, 800, 1500 itp. mm sł. wody, oznacza to, iż opór drogi jest zbyt wysoki. Dla jego zmniejszenia stosuje się regulację ujemną bezpośrednią:

1. Zmniejsza się współczynnik oporu ($10^4 \cdot a$) przez zastosowanie obudowy TH zamiast drzewnej, obudowy murowej lub betonowej zamiast drzewnej lub TH. Oczywiście analizuje się celowość tego postępowania dla każdego przypadku osobno.

2. Skraca się długość bocznicy L , jeżeli to jest możliwe.

3. Zwiększa się przekrój poprzeczny S do maks. 13 do 16 m². Mniejszych przekrojów od $S = 6$ m² nie należy projektować.

Jeżeli wszystkie powyższe sposoby nie pozwolą zmniejszyć sumy spadków naporu na najtrudniejszej drodze do wielkości depresji wentylatorów, jakimi się dysponuje, należy przeprowadzić dla wyrobisk pojedynczych o wysokich spadkach naporu wyrobiska do nich równolegle (jedno lub więcej); wyrobiska te powinny mieć tylko wspólne węzły, wszystkie przecinki powinny być między nimi otamowane.

Jeżeli okaże się, że suma spadków naporu na najtrudniejszej drodze, obliczona z wzoru (272), jest zbyt mała, np. 20, 40, 50 mm

śl. wody, to należy przyjmować sumę spadków naporu $\sum_{i=1}^{i=n} w_i = 80$ lub więcej mm śl. wody, w celu uzyskania dużej stabilności prądów powietrza.

Zwiększenie $\sum_{i=1}^{i=n} w_i$ uzyskuje się przez zmniejszenie przekroju wyrobisk o zbyt wielkich przekrojach. Należy jednak pamiętać, aby przez zmniejszenie przekroju nie podnieść zbyt szybko prędkości powietrza, które zapyłając prądy świeżego powietrza pogarszałyby warunki higieny pracy w przodkach. W tych przypadkach należy zwiększać $\sum_{i=1}^{i=n} w_i$ za pomocą tam regulujących umieszczonych w świeżym powietrzu w niezależnych prądach rejonowych.

Regulacji dodatniej w projekcie wstępnym nie przeprowadza się, pozostawiając ją dla projektu technicznego.

85. DEPRESJA CAŁKOWITA WENTYLATORA

Depresja całkowita projektowanego wentylatora równa się sumie spadków naporu na najtrudniejszej drodze niezależnej, obliczonej z wzoru (272), powiększonej o rezerwę depresji, którą utrzymywać się będzie na zasuwie w kanale wentylatora. Rezerwa ta jest konieczna ze względu na ciągle zmiany zachodzące w sieci przewietrzania kopalni, podczas gdy projekt wstępny odnosi się do pewnego przeciętnego okresu przewietrzania. W czasie eksploatacji zmieniają się warunki i niekiedy są one gorsze od przyjmowanych w projekcie wstępnym. Praktyka wykazuje, że konieczna jest rezerwa depresji wentylatora głównego w wysokości około 20%, czyli depresja całkowita wentylatora głównego powinna wynosić

$$h = \sum_{i=1}^{i=n} w_i + 20 \% = 1,2 \sum_{i=1}^{i=n} w_i \quad (276)$$

gdzie $\sum_{i=1}^{i=n} w_i$ oznacza sumę spadków naporu na najtrudniejszej drodze obliczoną z wzoru (272).

86. OTWÓR RÓWNOZNACZNY KOPALNI I DOBÓR WENTYLATORA

Znając ilość powietrza Q płynącą przez wentylator, obliczoną wzorem (269) i depresję całkowitą wentylatora (wzór (276)), znajduje się

otwór równoznaczny, na którym pracować będzie wentylator główny

$$A = 0,38 \frac{Q}{\sqrt{h}} \text{ m}^2 \quad (277)$$

Obliczywszy z wzoru (277) otwór porównawczy $A \text{ m}^2$, z wzoru (278) otrzymuje się

opór, jaki pokonuje wentylator

$$M = \frac{144}{A^2} \text{ miurgi} \quad (278)$$

Obliczone M z wzoru (278) wstawia się do wzoru

$$w = 0,001 M \cdot q^2 \quad (279)$$

Wstawiając do wzoru (279) różne wartości $q = 0, 10, 20, 30 \dots$ (m^3/sek) znajduje się odpowiadające im wartości spadków naporu, które pozwalają wykreślić krzywą otworu równoznacznego A ; krzywa ta jest charakterystyką kopalni.

Nanosząc charakterystykę kopalni na charakterystyki różnych wentylatorów, jakimi się dysponuje, dobiera się wentylator główny, przy czym punkt pracy wentylatora powinien znajdować się w sąsiedztwie optymalnej sprawności wentylatora η (co najmniej $80\% \eta_{\max}$). Jeżeli wentylator będzie pracował w pobliżu zamieszkałych obiektów, powinien być cichobieżny.

Moc silnika napędzającego wentylator oblicza się z wzoru

$$N = \frac{Q \cdot h}{75 \eta} \quad \text{KM} = \frac{Q \cdot h}{102 \eta} \quad \text{kW} \quad (280)$$

przy czym

Q — wydajność wentylatora, m^3/sek ,

h — depresja wentylatora, mm sł. wody,

η — sprawność, którą przyjmuje się zazwyczaj $= 0,6$.

Dla mocy małych (100 do 200 kW) przyjmuje się silniki asynchroniczne, dla mocy większych silniki synchroniczne. W kopalniach gazowych i pożarowych należy przyjmować rezerwę mocy, ażeby silnik przeciążony, w szczególności w czasie akcji przeciwpożarowej, nie uległ spaleniu.

87. OKREŚLENIE CHARAKTERYSTYCZNYCH PARAMETRÓW NIEKTÓRYCH KAPITAŁNYCH URZĄDZEŃ WENTYLACYJNYCH

W czasie wykonywania wstępnego projektu przewietrzania konieczne jest określenie parametrów niektórych urządzeń wentylacyjnych:

a. *Lokalizacja szybów wentylacyjnych i ustalenie poziomów wentylacyjnych* wynika z opracowania rozprzodzenia powietrza w kopalni. Niemniej lokalizację szybów wentylacyjnych należy rozważyć uwzględniając również warunki na powierzchni.

Po uwzględnieniu tych warunków podaje się współrzędne (x, y) osi szybów wentylacyjnych.

b. *Ustalenie przekrojów i rodzaju obudowy wyrobisk oraz ilości powietrza nimi płynącego.* Przekroje i rodzaje obudowy wyrobisk oraz ilości powietrza mieszczą się w tablicach, w których umieszczono opory i spadki naporu. Należy opracować osobną tablicę, w której będą podane przekroje i rodzaj obudowy wyrobisk wprowadzonych w wyniku regulacji ujemnej bezpośredniej. Dla uniknięcia pomyłek należy to zaznaczyć w uwagach do tablic, w których podano przekroje i obudowę wyrobisk przed regulacją ujemną bezpośrednią, a które uległy zmianie wskutek przeprowadzonej regulacji.

c. *Średnica szybu wentylacyjnego zależy:*

— od prędkości powietrza, którą przyjmuje się

$V_{max} = 8 \text{ m/sek}$ — dla szybów podszkawkowo-wentylacyjnych lub zjazdowo-wentylacyjnych,

$V_{max} = 15 \text{ m/sek}$ — dla szybów tylko wentylacyjnych,

— od ilości powietrza płynącego z dołu

$$Q_d = Q_1 + 0,2 Q_1$$

gdzie

Q_1 — ilość świeżego powietrza wpływająca do kopalni, m^3/sek ,

$0,2 Q_1$ — zwiększenie ilości powietrza na dole kopalni, m^3/sek ,

— od współczynnika k — zmniejszenia przekroju szybu wentylacyjnego przez zabudowanie przedziału drabinowego itp., przy czym zazwyczaj przyjmuje się

$$k = 0,8$$

Z powyższego wynika, iż średnicę szybu o przekroju kołowym oblicza się z wzoru

$$\frac{k \cdot d^2 \cdot \pi}{4} = \frac{Q_d}{V_{max}}$$

czyli

$$d = 2 \sqrt{\frac{Q_d}{k \cdot \pi \cdot V_{max}}} \quad (281)$$

gdzie Q_d jest to ilość powietrza płynąca z dołu kopalni szybem wentylacyjnym.

d. *Kanał wentylacyjny*. Trasę kanału wentylacyjnego podaje się uwzględniając warunki lokalne na powierzchni w sąsiedztwie zrębu szybu wentylacyjnego.

Przekrój poprzeczny kanału S (m^2) oblicza się z ilości powietrza płynącego przez kanał, równej wydajności wentylatora oraz z dopuszczalnej prędkości powietrza w kanale $V_{max} = 15$ m/sek, a mianowicie

$$S = \frac{Q}{V_{max}} \quad (282)$$

Gdy spadek naporu w kanale wentylacyjnym przy zastosowaniu wzoru (281) jest zbyt duży, na przykład powyżej 10 mm słupa wody, należy przyjąć większy poprzeczny przekrój kanału.

Głębokość połączenia kanału z szybem zależy od warunków lokalnych. Gdy szyb jest zjazdowy, kanał projektuje się poniżej klatki stojącej tuż pod zrębem zamkniętego klapą szybu. Jeżeli szyb nie ma urządzeń zjazdowych, kanał może być umieszczony płyciej.

Zazwyczaj stosuje się:

- rodzaj obudowy kanału — cegłę lub beton,
- długość kanału — 20 do 30 m,
- zasuwę przed wlotem do wentylatora (5 do 10 m).

Dla umożliwienia wykonywania pomiarów powietrza w kanale należy przewidzieć wejście do kanału z powierzchni zamkniętej dwoma tamami murowymi z drzwiami żelaznymi, zamykanymi od zewnątrz. Wejście to ma znajdować się między szybem a zasuwą.

Kanał wentylacyjny ma być tak zbudowany, aby możliwa była rewersyjna praca wentylatora głównego.

e. *Zamknięcie szybu wentylacyjnego*. Szyb wentylacyjny powinien być w zasadzie zamknięty tamą na zrębie, aby straty powietrza (zassanie z powierzchni) były możliwie małe.

Gdy szyb wentylacyjny jest zjazdowy lub wydobywczy, itp., musi być on zamknięty na zrębie za pomocą klap szybowych. Gdy depresja wentylatora jest większa od 100 mm sł. wody należy, oprócz zamknięcia zrębu szybu klapami szybowymi, zamknąć go też budynkiem śluzowym.

88. ZABEZPIECZENIE PROFILAKTYCZNE PRZECIWPYŁOWE I PRZECIWPÓŻAROWE

Jako zabezpieczenia przeciwpyłowe projektuje się zapory pyłowe w świeżym i w zużytym powietrzu każdego niezależnego prądu rejonowego.

Jako zabezpieczenia przeciwpożarowe projektuje się w projekcie wstępnym:

- Tamy bezpieczeństwa grupowe — w prądach grupowych świeżego powietrza.
- Tamy bezpieczeństwa rejonowe — w rejonowym prądzie niezależnym, przy początku tego prądu (w świeżym powietrzu) i przy jego końcu (w zużytym powietrzu).
U w a g a: grupowych tam bezpieczeństwa w grupowych prądach zużytego powietrza nie wolno projektować, gdyż zamknięcie ich w czasie przepływu przez nie dymów pożarowych może spowodować katastrofę w kopalni.
- Główne składy przeciwpożarowe i pociągi przeciwpożarowe projektuje się dla poszczególnych poziomów wydobywczych i wentylacyjnych zgodnie z obowiązującymi przepisami.
- Rurociągi wodne przeciwpożarowe — projektuje się zgodnie z osobną instrukcją wydaną przez MGW.
- Dodatkowe zabezpieczenie prądów schodzących, których nie da się uniknąć, pozostawia się do opracowania w projekcie technicznym przewietrzania. W projekcie wstępnym należy wymienić, które prądy trzeba dodatkowo zabezpieczyć.

89. PRZYKŁAD. PROJEKT WSTĘPNY WENTYLACJI KOPALNI

Obliczenie potrzebnej ilości powietrza. Wydobyte kopalni wynosi 1200 t/dobę, liczba ludzi n na najliczniej obłożonej zmianie równa się 220. Kopalnia zaliczona została do kopalń gazowych I kategorii.

Obliczenie potrzebnej ilości powietrza ze względu na wydobywanie

$$Q = 2,0 \cdot 1200 = 2400 \text{ m}^3/\text{min}$$

Obliczenie ilości powietrza ze względu na liczbę ludzi

$$Q = 10 \cdot 220 = 2200 \text{ m}^3/\text{min}$$

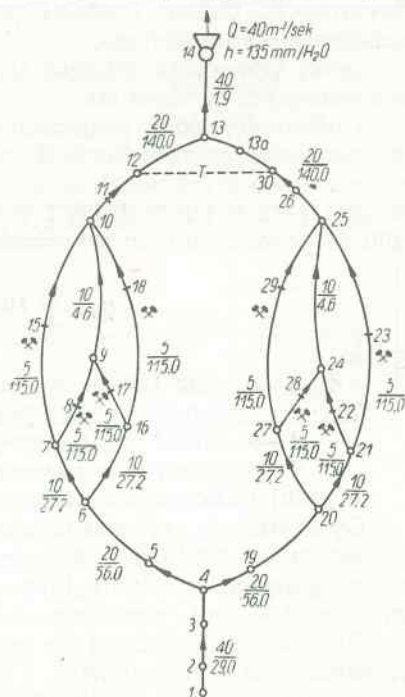
Przyjmuje się ilość powietrza większą z dwu obliczonych, czyli

$$Q = 2400 \text{ m}^3/\text{min} = 40 \text{ m}^3/\text{sek}$$

Rozprowadzenie powietrza. Świeże powietrze doprowadzone będzie szybem wydobywczym Jan (rys. 52) na poziom 420, przekopem północnym i szybikiem 4 do głównego chodnika przewozowego w pokładzie 326/1, gdzie rozdziela się na dwa prądy, z których jeden płynie do pola zachodniego, drugi do pola wschodniego. Rozdział świeżego powietrza w obu polach jest jednakowy i przedstawia się następująco:

Z głównego chodnika przewozowego w pokładzie 326/1 powietrze płynie pochylnią przewozową do chodnika odstawowego, gdzie rozdziela się na dwa prądy. Z chodnika odstawowego powietrze płynie do ścian bliźniaczych, po przewietrzeniu których jako powietrze zużyte ścianowymi chodnikami wentylacyjnymi schodzi do pochylni wentylacyjnej.

W pochylni wentylacyjnej łączą się prądy zużytego powietrza ze wszystkich ścian pola i powietrze schodzi pochylnią wentyla-



Rys. 53. Schemat kanoniczny przewietrzania kopalni

cyjną do chodnika wentylacyjnego, skąd przekopem wentylacyjnym płynie do szybu wentylacyjnego Zygmunta, przy którym umieszczony jest wentylator ssący.

Po ustaleniu rozprawienia powietrza sporządza się schematy: przestrzenny (rys. 52) i kanoniczny (rys. 53).

Jak widać ze schematu przestrzennego, powietrze zużyte odprowadzane jest drogami 9-10-11 i 24-25-26 prądami schodzącymi. Ponieważ nachylenie pokładu nie przekracza tu 5° , odprowadzanie takie jest zgodne z § 803 PTEKW.

Obecnie należy ustalić ilościowy rozdział powietrza na poszczególne bocznice. Podstawą tego rozdziału będzie wysokość wydobywania z przodków znajdujących się w odpowiednich bocznicach

systemu, ponieważ potrzebną ilość powietrza przyjęto z obliczeń na podstawie wydobywania (patrz ust. 1 przykładu).

Kopalnia wydobywa z każdej ściany 150 t dziennie, a zatem przez bocznice 7-8, 7-15, 16-17, 16-18, 21-22, 21-23, 27-28 i 27-29 powinno przepływać

$$q = 150 \cdot 2 = 300 \text{ m}^3/\text{min} = 5 \text{ m}^3/\text{sek}$$

Przyjmując więc tę ilość powietrza w wymienionych wyżej bocznicach, dalszy rozdział powietrza ustala się na podstawie schematu kanonicznego.

Ilości powietrza płynące bocznicami podane są na schemacie kanonicznym w liczniku.

Obliczenie oporu poszczególnych bocznic i ustalenie prędkości powietrza w wyrobiskach. Ponieważ w kopalni projektowane są wyrobiska o przekrojach znormalizowanych i takie wykonane będą w obu polach (zachodnim i wschodnim), dlatego oblicza się opór 100 m poszczególnych wyrobisk według wzoru

$$\mu_{100} = 10 (10^4 \cdot \alpha) \cdot \frac{P}{S^3} \quad (283)$$

gdzie

μ_{100} — opór 100 m wyrobiska, miurgi,

$10^4 \cdot \alpha$ — współczynnik oporu,

P — obwód poprzecznego przekroju wyrobiska, m,

S — przekrój poprzeczny wyrobiska, m^2 .

Wyniki obliczeń zestawiono w tablicy 60.

Opór bocznic systemu ustala się na podstawie oporu 100 m poszczególnych wyrobisk, przy czym opór bocznicy składającej się z szeregowego położenia kilku różnych wyrobisk równy jest sumie oporów tych wyrobisk.

Równocześnie oblicza się prędkość przepływu powietrza w poszczególnych wyrobiskach.

Wyniki obliczeń zestawiono w tablicy 61.

Liczba wyrobisk podana w kolumnie 2 tablicy 61 odpowiada liczbie kolejnej wyrobisk w kolumnie 1 tablicy 60, a opór 100 m wyrobiska (μ_{100}) w kolumnie 7 tablicy 61 jest oporem wyliczonym i podanym w tablicy 60 kolumna 8.

Opory bocznic ($\Sigma \mu$) uwidocznione są na schemacie kanonicznym (liczby w mianowniku).

Prędkość powietrza nie przekracza nigdzie prędkości dopuszczalnych (PTEKW § 792), ani też nie schodzi poniżej prędkości wymaganych w wyrobiskach podziemnych (PTEKW § 794).

Obliczenie spadku naporu dla kilku z najdłuższych bocznic systemu wentylacyjnego. Ze schematu przestrzennego wynika, że najdłuższymi drogami systemu wentylacyjnego są drogi:

Opór 100 m poszczególnych wyrobisk

Wyrobisko	Nazwa wyrobiska	Rodzaj obudowy	Wymiary m	$10^3 \cdot \alpha$	P m	S m ²	μ_{100} miurgi
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Szyb wydobywczy Jan	murowa	$\varnothing 5,5$	200	17,3	23,6	0,26
2	Przekop północny	TH	$4,2 \times 3,1$	110	13,2	10,8	1,15
3	Szybik 4	murowa	$\varnothing 4,0$	200	12,6	12,6	1,31
4	Chodniki i pochylenie w obudowie TH-A	TH-A	$3,0 \times 2,7$	110	11,6	6,9	3,88
5	Chodniki i pochylenie w obudowie TH-B	TH-B	$3,4 \times 3,0$	110	12,6	8,7	2,30
6	Chodniki w obudowie TH-1 (chodniki ścianowe wentylacyjne) . .	TH-1	$2,5 \times 2,5$	180	10,3	5,5	11,22
7	Ściany	stalowa	$4,0 \times 1,4$	600	10,8	5,6	36,80
8	Szyb wydechowy Zygmunt	murowa	$\varnothing 5$	200	15,7	19,6	0,42

a. 1—2—3—4—5—6—16—9—10—11—12—13—14,

b. 1—2—3—4—19—20—27—28—24—25—26—30—13—14.

Ponieważ opory bocznic i ilości powietrza płynące tymi bocznicami są na obydwu drogach jednakowe, przeto wystarczy obliczyć spadek naporu na jednej tylko drodze, np. na drodze a.

Równanie spadku naporu daje wzór

$$w = 0,001 \sum_{i=1}^{i=n} \mu_i \cdot q_i^2$$

czyli

$$w = 0,001 (29 \cdot 40^2 + 56 \cdot 20^2 + 27,2 \cdot 10^2 + 115 \cdot 5^2 + 4,6 \cdot 10^2 + 140 \cdot 20^2 + 1,9 \cdot 40^2)$$

co po przeliczeniu daje

$$w = 133,65 \text{ mm sł. wody}$$

a po zaokrągleniu

$$w = 135 \text{ mm sł. wody}$$

Określenie depresji wentylatora i dobór wentylatora.

Depresja wentylatora

$$h_{\text{went}} \geq w_{\text{max}} \geq 135 \text{ mm sł. wody}$$

Obliczenie oporu bocznego systemu i prędkości powietrza w wyrobiskach

1	Liczba wyrobisk	q m ²	S m ²	v m/sek	L m	μ 100		μ miurgi	Σ μ miurgi
						7	8		
1-2-3-4	1 2 3 4	40	23,6 10,8 12,6 6,9	1,70 3,70 3,20 2,90	540 2200 175 850	0,26 1,15 1,31 3,88	1,4 25,3 2,3 33,0	29,0	29,0
4-5-6	5	20	8,7	2,30	1000	2,30	23,0	56,0	56,0
4-19-20 6-7, 6-16, 20-21 20-27 7-8-9 7-15-10 16-17-9 16-18-10 21-22-24 21-23-25 27-28-24 27-29-25 9-10 24-25	4 5 6 6 5 5	10 5	6,9 5,6 5,5	1,45 0,89 0,91	700 100 700	3,88 36,80 11,22	27,2 36,8 78,2	27,2	115,0
10-11-12-13 25-26-30-13	4 4 4 8	20 40	8,7 6,9 6,9 19,6	1,15 2,30 2,90 2,90 2,04	200 1100 800 2200 450	2,30 2,30 3,88 3,88 0,42	4,60 23,0 31,0 86,0 1,9	4,6	140,0 1,9
13-13									

Przyjmuje się więc

$$h_{went} = 135 \text{ mm sł. wody}$$

Moc użyteczna wentylatora dla $Q = 40 \text{ m}^3/\text{sek}$

$$N_u = \frac{Q \cdot h}{75} \quad \text{KM} = \frac{Q \cdot h}{102} \quad \text{kW}$$

wyniesie

$$N_u = \frac{40 \cdot 135}{75} = 75 \text{ KM}$$

lub

$$N_u = \frac{40 \cdot 135}{102} = 53 \text{ kW}$$

Moc silnika wentylatora

$$N_l = \frac{N_u}{\eta} = \frac{72}{0,6} = 120 \text{ KM}$$

lub

$$N_l = \frac{53}{0,6} = 90 \text{ kW}$$

Otwór równoznaczný kopalni

$$A = 0,38 \frac{Q}{\sqrt{h}} = 0,38 \cdot \frac{40}{\sqrt{135}} = 1,3 \text{ m}^2$$

Kopalnia należy więc do kopalń średnich.

Opór kopalni

$$M = \frac{144}{A^2} = \frac{144}{1,69} = 83 \text{ miurgi}$$

WYKAZ OPRACOWAŃ TYPIZACYJNYCH I NTP

Oznaczenia:

- DT — projekt typowy,
- DP — projekt powtarzalny,
- DW — projekt wzorcowy,
- DE — projekt prototypowy
- S — studia,
- NTP — normatyw techniczny projektowania,
- WP — wytyczne projektowania,
- K — katalogi.

Branża:

- górn.* — górnicza,
- masz.* — maszynowa
- elektr.* — elektryczna,
- bud.* — budowlana,
- ekon.* — ekonomiczna.

Lp.	Tytuł opracowania	Rodzaj	Branża
1	Ogólnokopalniane wskaźniki techniczno-ekonomiczne	K	ekon.
2	Eksploatacyjne i inwestycyjne wskaźniki ekonomiczne	K	ekon.
3	Katalog wskaźników techniczno-ekonomicznych dla zespołów i obiektów kopalń węgla	K	ekon.
4	Optymalne wielkości kopalń Okręgu Rybnickiego	S	górn.
5	Studia i wytyczne do projektowania odmetanowania w kopalniach węgla	S	górn.
6	Wybieranie grubych pokładów na dużych głębokościach	S	górn.
7	Mechanizacja i elektryfikacja dołu kopalni: 1. mechanizacja robót górniczych	NTP	górn. masz. elektr.
8	2. urządzenia elektro-energetyczne Mechanizacja robót chodnikowych węglowych i węglowo-kamiennych	WP	górn. masz.

Lp.	Tytuł opracowania	Rodzaj	Branża
9	Mechanizacja robót górniczych — przekopy	WP	górn. masz.
10	Mechanizacja robót zabierkowych . . .	WP	górn. masz.
11	Mechanizacja robót ścianowych (prace przodkowe)	WP	górn. masz.
12	Wyznaczanie maksymalnej długości ściany w warunkach pokładów gazowych ograniczających wydobywanie	S	górn.
13	Główne odwadnianie kopalń	NTP	górn. masz. elektr.
14	Urządzenia wentylacyjne kopalń	NTP	masz. bud. elektr.
15	Katalog górniczych projektów typowych kopalń węgla kamiennego, cz. I (wraz z uzupełnieniem z 1957 r.)	K	górn. masz.
16	Katalog tarcz szybowych	K	masz.
17	Wpływ rozmieszczenia szybów wdechowego i wydechowego na możliwości wentylacyjne poszczególnych pokładów . . .	K	górn.
18	Głębianie szybów	NTP	górn.
19	Głębianie szybów metodą zamrażania . . .	NTP	górn.
20	Głębianie szybu wentylacyjnego metodą zamrażania	DT	górn.
21	Plan zagospodarowania placu budowy przy głębianiu szybu w nowym terenie	DT	górn.
22	Szyb podsadzkowo-wentylacyjny	DT	górn. masz. elektr.
23	Szyb wentylacyjny ϕ 4,5 m w obudowie betonitowej	DT	górn. masz. elektr.
24	Wyjście zapasowe z szybu	DT	górn.
25	Obudowa dołowa — obliczanie obudowy szybów kopalnianych — obudowa murowa	S	bud.
26	Tubing żelbetowy dla obudowy szybowej	DE	bud.
27	Typowe podszybia	DT	masz.
28	Typowe podszybia	S	masz.
29	Podszybia wydobywcze	NTP	górn. masz.
30	Podszybia dwóch szybów wydobywczych	DW	górn. masz.
31	Urządzenia podszybia dla kubła 5; 7,5; i 15 t	WP	masz.

Lp.	Tytuł opracowania	Rodzaj	Branża
32	Podszybia szybów wentylacyjnych i wentylacyjno-podsadzkowych	NTP	górn. masz. elektr.
33	Szybiki wraz z nadszybiai i podszybiai	NTP	górn. masz. elektr.
34	Katalog elementów szybików	K	górn. masz.
35	Szybik wentylacyjny	DT	górn.
36	Szybik wentylacyjno-podsadzkowy z wy- ciągami awaryjnym	DT	górn. masz. elektr.
37	Szybik z klatką i przeciwwagą dla wy- dobycia wozami 2,5 t oraz dla zjazdu ludzi	DT	górn.
38	Szybik zsypany ze zjazdem załogi i do- stawą materiałów	DT	górn.
39	Nadszybia i podszybia szybików ślepych	NTP	górn.
40	Stacja załadownicza pod szybikiem . . .	WP	masz.
41	Podziemne komory górnicze	NTP	górn. masz. elektr. bud.
42	Podziemna komora rozdzielcza dla szaf SOO6	DT	górn. elektr.
43	Główna rozdzielnia dolowa 6 kV . . .	DT	górn. elektr.
44	Oddziałowa komora transformatorowa .	DT	górn. elektr.
45	Komora jednoprostownikowa	DT	górn.
46	Komora stacji dwuprostownikowej . . .	DT	górn.
47	Wyposażenie typowej zajezdni dolowej	NTP	masz.
48	Zajezdnia i ładownia elektrowozów aku- mulatorowych	DT	górn. elektr.
49	Zajezdnia dla elektrowozów typu LD2	DT	górn. masz. elektr.
50	Zajezdnia dla elektrowozów typu LD2 w poszerzonym przekopie	DT	górn. masz. elektr.
51	Zajezdnia dla elektrowozów typu LD3/1	DT	górn. masz. elektr.
52	Zajezdnia dla elektrowozów typu LD3/1 w poszerzonym przekopie	DT	górn. masz. elektr.

Lp.	Tytuł opracowania	Rodzaj	Branża
53	Komora dla 3 ewentualnie 4 pomp	DT	górn. masz. elektr. bud.
54	Osadniki główne na dole przy komorze pomp	DT	górn. masz. elektr.
55	Osadniki podsadzkowe dołowe	WP	górn.
56	Chodniki wodne przy komorze pomp	DT	górn.
57	Mechaniczne oczyszczanie rzepia w ko- morze pomp oraz chodników wodnych	DT	masz.
58	Tamy wodne, przejezdne i ślepe	S	górn. masz. bud.
59	Tama bezpieczeństwa w chodniku doj- ściowym do komory pomp	DT	górn. masz.
60	Warsztaty pod ziemią i ich wyposażenie	NTP	masz.
61	Warsztat mechaniczny dla maszyn gór- niczych na dole kopalni	DT	górn. masz. elektr.
62	Komora oczyszczania i naprawy wozów na dole kopalni	DT	górn. masz. elektr.
63	Skład materiałów wybuchowych	DT	górn. elektr.
64	Komora przeciwpożarowa alternatywa I (w poszerzeniu chodnika jednotorowego)	DT	górn. elektr.
65	Dworzec osobowy przyszybowy i polowy	DT	górn. elektr.
66	Katalog korytarzowych wyrobisk gór- niczych	K	górn. elektr.
67	Obudowa wyrobisk górniczych	NTP	ekon. górn.
68	Wykresy przekrojów, obwodów bezwy- miarowych współczynników oporu $10^4 a$ i oporu jednostkowego 100 m wyrobiska	S	górn.
69	Katalog i album prefabrykatów dołowych	K	górn. bud.
70	Prefabrykowana obudowa dołowa no- wych typów	DE	bud.
71	Katalog wozów kopalnianych dla węgla kamiennego	K	masz.
72	Wóz kopalniany samowyladowczy, 5-to- nowy z odchylanymi dnami	DE	masz.

Lp.	Tytuł opracowania	Rodzaj	Branża
73	Kanał podsadzkowy (luneta) od zbiornika podsadzkowego do szybu dla kopalni o średnim wydobyciu	DT	górn.
74	Analiza kosztów eksploatacyjnych podsadzki płynnej	S	ekon.
75	Wykorzystanie kamienia dołowego do podsadzki płynnej	S	masz.
76	Gospodarka kamieniem na kopalni Knurów	S	górn.
77	Metody wykorzystania kamienia dołowego	S	masz.
78	Ogólnokopalniane wskaźniki techniczno-ekonomiczne: a. dla kopalni upadowych węgla kamiennego, b. dla kopalni odkrywkowych węgla brunatnego	K	ekon.
79	Katalog projektów powtarzalnych dla kopalni płytkich upadowych węgla kamiennego	K	górn. masz. elektr. bud. ekon. górn.
80	Kopalnia płytka upadowa — część górnicza	DP	
81	Kopalnia upadowa — szybik wentylacyjny Φ 2500 mm w obudowie murowej, drzewnej i zbrojenie szybiku	DP	bud.
82	Kopalnia upadowa — komora dołowej rozdzielni elektrycznej	DP	elektr.
83	Kopalnia upadowa — komora rozdzielni elektrycznej dla komory pomp z pompami o wydajności 2,5 do 7,5 m ³ /min	DP	elektr.
84	Elementy powtarzalne dla upadowych — komora pomp	DP	górn. masz. bud.
85	Kopalnia upadowa — komora pomp dwustrona z rozdzielnią dołową	DP	masz.
86	Kopalnia upadowa — fundamenty pod pompy dla komory pomp	DP	bud.
87	Kopalnia upadowa — tama bezpieczeństwa w chodniku dojściowym do komory pomp dla przepustu 1500 × 1900 mm	DP	górn.
88	Kopalnia upadowa — podziemny skład materiałów wybuchowych o pojemności 1500 kg	DP	górn. elektr.
89	Kopalnia upadowa — podziemny skład materiałów wybuchowych. Pojemność składu 2500 ÷ 5000 kg	DP	górn. elektr.

Lp.	Tytuł opracowania	Rodzaj	Branża
90	Kopalnia upadowa — skrzyżowanie dwustronne niesymetryczne i skrzyżowanie jednostronne upadowej wydobywczej z chodnikiem podstawowym . . .	DP	<i>górn.</i>
91	Przekroje poprzeczne upadowej przewozowej schodowej, chodników przewozowych i wentylacyjnych . . .	DP	<i>górn.</i>
92	Konstrukcja wlotu do upadowej wydobywczej . . .	DP	<i>bud.</i>
93	Wloty do upadowych wydobywczych i schodowych w obudowie murowej . .	DP	<i>bud.</i>
94	Wloty do upadowych wydobywczych i schodowych . . .	DP	<i>bud.</i>
95	Transport na upadowej dwutorowej linie bez końca . . .	DP	<i>masz.</i>
96	Transport na upadowej wydobywczej dwutorowej kołowrotem dwubębnowym	DP	<i>masz.</i>
97	Wlot do upadowej wydobywczej z taśmą, 1 torem i schodami . . .	DP	<i>bud.</i>
98	NTP odkrywek węgla kamiennego . .	NTP	<i>górn. elektr.</i>
99	Ogólnokopalniane wskaźniki techniczno-ekonomiczne: a. dla kopalń upadowych węgla kamiennego, b. dla kopalń odkrywkowych węgla kamiennego . . .	K	<i>ekon.</i>
100	Studium typizacyjne kopalń odkrywkowych w zakresie rozwoju frontu zbierania nakładów, transportu i zwalowania w układzie przewozu taśmowego . . .	S	<i>górn. masz.</i>

LITERATURA

1. Adamek R.: Fizyczne własności piasków podsadzkowych. Komunikat nr 105, GIG 1951.
2. Agoszkow M.I.: Opriedielenije proizvoditelnosti rudnika. *Mietalhur-gizdat*, 1948.
3. Ajdukiewicz Z. i Zajdel F.: Normalizacja chodników w polskich kopalniach węgla. *Przegląd Górniczy* nr 12, 1950.
4. Budryk W.: Uproszczony sposób obliczania rurociągów podsadzkowych. *Przegląd Górniczy* nr 1, 1949.
5. Czechowicz T.: Obliczenie i dysponowanie taborem kolei kopalnianych. *Przegląd Górniczy* nr 1 i 2, 1950.
6. Czekalski T.: Transport dołowy załogi na kopalniach Przemysłu Węglowego. NOT, 1952.
7. Czekalski T., Muszkieł T., Ryszka J.: Gumowe przenośniki taśmowe w przemyśle węglowym, WGH, 1956.
8. Czekalski T.: Podstawy teoretyczne normatywu organizacji transportu załogi i jego zastosowanie dla ruchu załogi w polskich kopalniach węgla. Praca doktorska, 1960.
9. Galanka J., Hanke E.: Nowy typ komory pomp. *Przegląd Górniczy* nr 1, 1955.
10. Gawraczyński: Dobór wentylatorów do kopalnianej sieci wentylacyjnej. ZGPW, Katowice 1961.
11. Gorodeckij P.I.: Projektowanie gornorudnych przedpriatij. *Ugle-tiechizdat*.
12. Grzanka D.: Typowy podziemny skład materiałów wybuchowych. *Przegląd Górniczy* nr 12, 1951.
13. Hanke E., Węgierski J.: Zasady projektowania nowych kopalń. Gliwice, wrzesień 1959.
14. Heze J., Kulejewski St.: Projektowanie nowych kopalń. *Przegląd Górniczy* nr 7—8, 1949.
15. Jopek F.: Podsadzanie wyrobisk, *Górnictwo* t. VIII, PWT, 1950.
16. Kanczucki A., Kanczucki Al.: Systematyka robót w górnictwie. PWT, 1954.
17. Kawecki, Walewski, Korczak, Wąsik: Podszybia szybów wydobywczych dla zespołowych kopalń węgla o wydobyciu 10 000 do 20 000 t/dobę. Referat na Zjazd Górniczy w Katowicach, 1960.
18. Krupiński B.: Rozwój podsadzki plynnej. *Przegląd Górniczy*, 1953.
19. Kwaśniewicz M.: Praktyczny sposób określania wydajności rurociągów podsadzkowych. *Przegląd Górniczy* 1948.
20. Lesiecki W.: Odwadnianie wyrobisk. Instytut Węglowy, *Górnictwo* t. XII, 1949.
21. Lesiecki W.: Transport kopalniany. *Górnictwo* t. IX, PWT 1951.
22. Moroń Z., Król W.: Typizacja zbiorników podsadzkowych. *Przegląd Górniczy* nr 4, 1951.
23. Onika D.G.: Prowadzenie górnich wyrobót. *Gos-gortiechizdat*, Moskwa 1959 r.
24. Pasierbiński St.: Koleje elektryczne kopalniane. NOT 1953.

25. *Salustowicz A.*: Mechanika górotworu, Górnictwo t. III, WGH 1955.
26. *Spiwakowski A. O.*: Rudnicznyj transport, Ugletiechizdat 1953.
27. *Szewiakow I. D.*: Osnowy tieorii projektirowanija ugołnych szacht. Ugletiechizdat, 1958.
28. *Wanat, Pękacki*: Próba analitycznego określenia zależności kubatury podszybia wydobywczego od wielkości wydobywania dziennego. Przegląd Górniczy Nr 9, r. 1958.
29. Centralny Zarząd Budowy Maszyn Górniczych: Katalog pomp, PWT, 1951.
30. Dostosowanie systemów eksploatacji do mechanizacji w polskich kopalniach. Materiały z narady naukowej, Komitet Górnictwa Polskiej Akademii Nauk, Ministerstwo Górnictwa, Główny Instytut Górnictwa, 1953.
31. Informator inwestora, Polgos, 1953.
32. Instrukcja PKPG nr 98: „O zasadach sporządzania i zatwierdzania dokumentacji projektowo-kosztorysowej dla inwestycji: 1953.
33. Instytut Mechanizacji Górnictwa: Wykłady o mechanizacji robót górniczych, 1953.
34. Ministerstwo Górnictwa: Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1956.
35. Osnownyje tiechniczieskie naprawlenija w projektirowanii i normy technologiczieskiego projektirowania. Gławszachtoprojekt, 1952.
36. Poradnik Górnika tom II i III. WGH 1961.
37. Praca zbiorowa pod redakcją J. Kolbego. Planowanie w górnictwie węglowym. Górnictwo, t. XVI, PWT, 1953.
38. Praca zbiorowa pod redakcją B. Krupińskiego: Technika bezpieczeństwa w górnictwie. Górnictwo t. XVIII, PWT, 1953.
39. Sprawocznik po gornomu diełu. Miediałurgizdat, 1952.
40. Wykłady o transporcie, Cykl Wykładów Instytutu Węglowego, 1950.

B. Krupiński

ZASADY PROJEKTOWANIA KOPALŃ. część II

Stron 278, rysunków 83, 1 mapa. Oprawa płócienna.
Cena 41 zł

I. Zasoby. Podstawy zaliczania zasobów do poszczególnych kategorii dokładności poznania. — Obliczanie zasobów. — Zaliczenie zasobów kopalin do poszczególnych kategorii. — Przepisy dotyczące działalności projektowej i inwestycyjnej kopalni. — Projektowanie rozpoznania złoża. — Sporządzenie dokumentacji geologicznej złoża. — Kalkulacja kosztów dokumentacji geologicznej dla kopalni węgla kamiennego.

II. Wskaźniki charakteryzujące warunki geologiczno-górnice i techniczne złoża przy projektowaniu kopalń. Nadkład i hydrogeologia. — Grubość i nachylenie pokładów. — Sumaryczna grubość pokładów, wydajność z 1 m² i zasobność. — Gazoność, samozapalność, pyłowość. — Jakość i typy węgla. — Wskaźniki techniczno-górnice.

III. Projektowanie optymalnej wielkości kopalni. Metody statystyczne. — Metoda wariantów. — Metody normatywne. — Metody analityczne. — Kopalnie zespołowe. — Zasadnicze wyniki i wnioski z dotychczas przeprowadzonych badań nad ustaleniem optymalnej wielkości kopalni.

IV. Struktura kopalni. Projektowanie poziomu. Projektowanie długości pochyłej piętra. — Projektowanie wielkości pól wybierania. — Analiza rozmieszczenia frontu. — Wybór miejsca założenia kopalni. — Projektowanie kopalń płytkich. — Harmonogram budowy kopalni.

V. Tok projektowania. Koncepcja projektu. — Projekt wstępny budowy kopalni. — Przykład projektu koncepcyjnego dla kopalni Jacek.

