

BOLESŁAW KRUPINSKI

ZASADY
PROJEKTOWANIA KOPALNÍ

CZĘŚĆ II

Prof. dr inż. BOLESŁAW KRUPIŃSKI

KD 622.014.33

ZASADY PROJEKTOWANIA KOPALŃ

CZĘŚĆ II



KATOWICE 1960

WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE

W książce „Zasady projektowania kopalń — cz. II” omówiono zasady obliczania zasobów węgla i podstawy zaliczania ich do poszczególnych kategorii dokładności poznania, wskaźniki charakteryzujące warunki geologiczno-górniczne oraz techniczne złoza stosowane przy projektowaniu wielkości kopalń. Poza tym przedstawiono strukturę kopalni, analizując szczegółowo projektowanie poziomu, długości pochylej piętra, wielkości pól wybierania i lokalizacji kopalni. Wreszcie podano tok projektowania, przytaczając przykład projektu koncepcyjnego dla hipotetycznej kopalni Jacek.

Książka przeznaczona jest przede wszystkim dla projektantów, jak również dla inżynierów i techników. Może służyć za podręcznik dla studentów wyższych szkół górniczych.

WSZELKIE PRAWA ZASTRZEŻONE

Redaktor techn. St. Misztó

Korektor techn. H. Licińska

WGH, Katowice 1963 Wyd. 1 Nakład 1340 egz. Ark. wyd. 21,2 Ark. druk. 18,46 Format A5
Pap. druk. sat. kl. III 80 g, 610×860/16 KZP Klucze Oddano do skład. 24. 12. 1959
Podpisano do druku 16. 5. 1960 Druk ukończono 23. 5. 1960 Symbol 10011/G Cena zł 41,00

Drukarnia Techniczna, Bytom, ul. Przemysłowa 2 - zam. 1888 - W-9

SPIS TREŚCI

I. Zasoby

Przedmowa	5
1. Podstawy zaliczania zasobów do poszczególnych kategorii dokładności poznania	7
2. Obliczanie zasobów — głębinyowy wykres zasobów	9
Ustalenie danych podstawowych	10
Właściwe obliczanie zasobów	11
3. Zaliczenie zasobów kopalni do poszczególnych kategorii	15
4. Przepisy dotyczące działalności projektowej i inwestycyjnej kopalni	15
5. Projektowanie rozpoznania złoża	18
6. Sporządzanie dokumentacji geologicznej złoża	22
7. Kalkulacja kosztów dokumentacji geologicznej dla kopalni węgla kamiennego	25
Kosztorys wykonania prac geologiczno-badawczych oraz opracowania dokumentacji geologicznej złoża	26

II. Wskaźniki charakteryzujące warunki geologiczno-górnicze i techniczne złoża stosowane przy projektowaniu kopalni

8. Wstęp	32
9. Nadkład i hydrogeologia	32
10. Grubość i nachylenie pokładów	34
11. Sumaryczna grubość pokładów, wydajność z 1 m ² i zasobność	35
12. Gazonośność, samozapalność, pyłowość	39
13. Jakość i typy węgla	41
14. Wskaźniki techniczno-górnicze	43
Wskaźnik natężenia eksploatacji φ	43
Wykorzystanie frontu eksploatacyjnego ε oraz wydobyte a z przodku wybierania	45

III. Projektowanie optymalnej wielkości kopalni

15. Metody statystyczne	47
16. Metoda wariantów	48
17. Metody normatywne	49
Metoda Rimana	49
Metoda W. Boryczki	60
18. Metody analityczne	63
Metoda Szewiakowa	63
Metoda Ajdukiewicza	73
Metoda Zwiagina	95
19. Kopalnie zespołowe	105
Metoda Benthause	107
Model i optymalna wielkość kopalni zespołowej dla Zagłębia Górnośląskiego (metoda Bromowicza-Jawienia)	116

20. Zasadnicze wyniki i wnioski z dotychczas przeprowadzonych badań nad ustaleniem optymalnej wielkości kopalni	150
---	-----

IV. Struktura kopalni

21. Projektowanie poziomu	153
Wyznaczanie wysokości poziomu na podstawie głębinowego wykresu zasobów	155
Wyznaczanie wysokości poziomu metodą wskaźnikową	156
Wyznaczanie wysokości poziomu metodą Szewiakowa	157
Wyznaczanie wysokości poziomu i odstępu przekopów polowych metodą Cloosa	159
22. Projektowanie długości pochyłej piętra	178
Określenie długości pochyłej piętra ze względu na wydobycie	179
Długość pochyła piętra a samozapalność węgla i pożary	183
Długość pochyła piętra a mechanika górotworu	183
Analiza ekonomiczna długości pochyłej piętra h dla systemów wybierania ścianami poprzecznymi	184
Wnioski końcowe	185
23. Projektowanie wielkości pól wybierania	185
Długość pola po rozciągłości w zależności od długości skrzydła w piętrze	194
Określenie długości pól wybierania metodą funkcji liczb całkowitych (według Szewiakowa)	195
24. Analiza rozmieszczenia frontu (metoda wyrównanej produkcji według Rutowskiego)	201
25. Wybór miejsca założenia kopalni	211
Lokalizacja kopalni ze względu na warunki powierzchniowe	222
26. Projektowanie kopalń płytkich	224
27. Harmonogram budowy kopalni	225
Dyrektywny harmonogram budowy kopalni o wydobyciu 4000 T/dobę	227

V. Tok projektowania

28. Koncepcja projektu	230
29. Projekt wstępny budowy kopalni	231
30. Przykład projektu koncepcyjnego dla kopalni Jacek	233
Literatura	277

PRZEDMOWA

Część II „Zasady projektowania kopalń” zawiera rozdziały: o określaniu zasobów tych kopalń, które mają stanowić przedmiot eksploatacji górniczej; o określaniu wielkości kopalni przeznaczonej do eksploatacji złoże; o wyborze struktury kopalni i jej lokalizacji.

Zasoby i warunki górniczo-geologiczne złoże wraz z nakładami koniecznymi do zbudowania na tym złożu kopalni i z kosztami eksploatacji decydują o optymalnej wielkości kopalni. Dzięki pogłębieniu analitycznych metod w górnictwie wyznaczenie optymalnej wielkości kopalni dokonuje się sposobem rachunkowym. Wymaga ono, tak jak i wybór struktury kopalni, gruntownej znajomości rzeczy i szczególnych uzdolnień ze strony projektanta. Kopalnia powinna być odpowiednio zlokalizowana na złożu, gdyż zakład górniczy przez cały okres prowadzenia eksploatacji w zasadzie nie zmienia swego położenia w terenie. Zatem metoda, którą posługujemy się przy wyznaczaniu lokalizacji kopalni, jest również odpowiedzialnym zadaniem dla inwestora, jak wybór struktury kopalni w granicach jej wyliczonej wielkości.

Treść książki jest oparta na wykładach prowadzonych po raz pierwszy w Zakładzie Projektowania i Budowy Kopalń Akademii Górniczo-Hutniczej i na Wydziale Górniczym Politechniki Śląskiej. W wykładach starałem się ująć najbardziej nowoczesne poglądy na wielkość kopalń, zaczerpnięte zarówno ze źródeł polskich, jak i obcych. W rozdziale o toku projektowania sięgnąłem do przepisów ustawowych, a także do idei projektowania koncepcyjnego kopalni; projekt koncepcyjny, przedstawiony w wielu wariantach, po dyskusji i ocenie znacznie ułatwia i upraszcza właściwy tok projektowania kopalni.

Do wydania książki wielce się przyczynili pracownicy katedry: R. Bromowicz, M. Jawień, St. Kotłowski, A. Kranowski, Zb. Wanat, w szczególności zaś doc. J. Walewski i J. Lejzerowicz, którym za uzyskaną od nich pomoc składam podziękowanie.

Zarazem dziękuję redaktorowi naukowemu, mgr. inż. M. Bajerowi, za nadzwyczajną unikliwość przy redagowaniu niniejszej pracy, dzięki czemu z pewnością zyskała ona na przejrzystości wyłożonego tematu.

I. ZASOBY

1. Podstawy zaliczania zasobów do poszczególnych kategorii dokładności poznania

Ustalenie zasobów złóż kopalin w celu określenia rozmiaru budowy lub rozbudowy zakładów eksploatujących złoża wymaga określenia zasobów według czterech kategorii dokładności poznania geologicznych zasobów złóż kopalin: C₂, C₁, B i A; wymagania to wypływa z istniejących w tej mierze uchwał i zarządzeń władz.

Zaliczenie zasobów kopaliny w złożu do poszczególniej kategorii dokładności poznania opiera się na stwierdzeniu:

1. rodzaju i jakości kopaliny,
2. granic złoża (położenie, kształt i objętość),
3. ilości kopaliny w złożu z podziałem na zasoby bilansowe i pozabilansowe,
4. geologiczno-górnicznej możliwości wydobycia kopaliny.

Zaliczenie zasobów złoża kopaliny do poszczególnych kategorii zależy od stopnia dokładności poznania wszystkich wyżej wymienionych elementów. Przy poznaniu poszczególnych elementów z niejednakową dokładnością zalicza się geologiczne zasoby złoża do kategorii odpowiadającej najniższemu stopniowi dokładności rozpoznania jednego z elementów.

Uchwały i zarządzenia władz wprowadzają ponadto podział złóż kopalin stałych na 3 do 5 grup, w zależności od rodzaju i jakości kopaliny oraz od wielkości złoża i zmienności jego kształtu i budowy, przy czym do grupy I zalicza się złoża o najprostszej formie i budowie oraz najmniejszej zmienności jakości kopaliny w złożu, a do dalszych grup — złoża o coraz bardziej skomplikowanej formie i budowie oraz coraz większej zmienności rodzaju i jakości kopaliny.

Określenie rodzaju i jakości kopaliny dokonuje się na podstawie wyników badań próbek pobranych ze złoża w stanie naturalnym, bez uwzględnienia zanieczyszczeń kopaliny mogących powstać w czasie eksploatacji. W celu określenia rodzaju i jakości kopaliny pobiera się próbki pokładowe (z pokładu) i próbki produkcyjne (z urobku).

Próbki pokładowe dzielą się na:

1. próbki słupkowe, służące do określenia charakteru mineralogiczno-petrograficznego złoże,
2. próbki bruzdowe, na podstawie których wykonuje się analizę chemiczną złoże,
3. próbki techniczne, służące do określenia sposobu przeróbki technologicznej.

Próbki słupkowe i bruzdowe pobiera się:

1. z wyrobisk górniczych (wprost z pokładów),
2. z wierceń rdzeniowych (wprost z rdzenia).

Próbki techniczne i próbki produkcyjne pobiera się z urobku w celu określenia rodzaju przeróbki mechanicznej. Ciężar próbki wynosi minimum 500 kG. W celu zaliczenia zasobów do poszczególnych kategorii poznania należy pobrać próbki według norm PN/G-04500 do 04502 (tablica 1).

Norma PN/G-04500-04502

Kategoria A	Kategoria B
Próbki słupkowe, bruzdowe i techniczne, wykonane masowo	Próbki słupkowe, bruzdowe i techniczne, wykonane masowo

Wyznaczenie granic złoże dokonuje się przez określenie jego położenia, kształtu i objętości. Należy przy tym uwzględnić następujące warunki charakteryzujące złoże:

1. formę i budowę złoże,
2. wymagania eksploatacyjne,
3. wymagania technologiczne.

Przez formę złoże należy rozumieć geometryczny sposób jego wykształcenia, przez budowę złoże rozumie się jego ułożenie w skorupie ziemskiej (sfaldowania, wymycia itp.) oraz sposób rozmieszczenia kopaliny w złoże. Forma i budowa złoże określają jego kształt. Przy klasyfikowaniu zasobów przyjęto następujące wymagania:

dla kategorii A i B granice złoże powinny być wyznaczone bardzo dokładnie,

dla kategorii C₁ granice złoże powinny być wyznaczone za pomocą dwóch płaszczyzn,

dla kategorii C₂ granice złoże powinny być wyznaczone za pomocą jednej płaszczyzny.

Przy określaniu ilości kopaliny w złoże i zaliczaniu jej do poszczególnych kategorii dokładności poznania należy opierać się na wytycznych instrukcji CUG (Centralny Urząd Geologii) dla

poszczególnych rodzajów surowców mineralnych. Ogólne zasady zostały podane w ustępie 3. i 6. niniejszej pracy.

Określenie geologiczno-górnicznej możliwości wydobycia kopaliny powinno zawierać analizy (zgodnie z wytycznymi CUG) następujących czynników:

1. stosunków wodnych w złożu i jego otoczeniu,
2. obecności gazów i możliwości tworzenia się pyłów,
3. warunków geologicznych i geotechnicznych, w jakich będą wykonywane roboty udostępniające przygotowawcze i eksploatacyjne, a także wyjaśnienie innych czynników mogących mieć wpływ na eksploatację złoża (charakter skał stropowych itp.).

Laboratoryjne i terenowe opracowanie wyżej wymienionych zagadnień konieczne jest przy zaliczaniu zasobów kopaliny w złożu do kategorii poznania A i B.

Tablica 1

pobierania prób

Kategoria C ₁	Kategoria C ₂
Próbki słupkowe, bruzdowe i techniczne wykonane w ilości ograniczonej	Próbki słupkowe i bruzdowe, wykonane pojedynczo

W kategoriach niższych dostateczne mogą być wnioski wysnute z normalnych obserwacji czynionych podczas robót rozpoznawczych (kategoria C₁) lub nawet przewidywane na podstawie bądź ogólnej budowy geologicznej rejonu, bądź analogii do innych podobnych złóż (kategoria C₂).

2. Obliczanie zasobów — głębinyowy wykres zasobów

Ilość substancji użytecznej zawartą w złożu nazywamy zasobami geologicznymi.

Obliczenie zasobów geologicznych minerału użytecznego na obszarze będącym do dyspozycji projektowanej kopalni sprowadza się do określenia objętości złoża i wyznaczenia przeciętnego ciężaru objętościowego γ T/m³ minerału

$$Z = V \cdot \gamma \quad T \quad (1)$$

gdzie

Z — zasoby geologiczne złoża, T,

V — objętość złoża, m³,

γ — ciężar objętościowy minerału, T/m³.

Dla złóż foremnych typu pokładowego

$$V = \frac{\sum m \cdot P}{\cos \alpha}$$

gdzie

m — średnia grubość pokładu, m,

P — powierzchnia obliczeniowa pokładów, m²,

α — kąt nachylenia pokładu, stopnie, (kąt nachylenia pokładu uwzględnia się dopiero powyżej 15°).

Wzór powyższy jest również ważny dla złóż nieforemnych, lecz pod warunkiem przyjęcia do obliczeń zastępczej bryły foremnej, np. graniastosłupa, o równoważnej objętości.

Przy obliczaniu zasobów składnika użytecznego, interesującego nas w surowcu (np. metalu w rudzie), musimy uwzględnić ponadto średnią zawartość składnika w surowcu u w obrębie przyjętego obszaru. Wzór (1) przybierze więc postać

$$U = Z \cdot \frac{u}{100} T$$

lub

$$U = 0,01 \cdot v \cdot \gamma \cdot u \cdot T \quad (1a)$$

gdzie

u — średnia zawartość składnika użytecznego (np. metalu w 1 T rudy), %

U — zasoby składnika użytecznego, T.

Czynności przy obliczaniu zasobów podzielić można na dwie grupy:

1. ustalenie danych podstawowych, koniecznych do obliczenia zasobów,
2. właściwe obliczanie zasobów.

Ustalenie danych podstawowych

1. *Określenie grubości złoża m .* Ustalenie grubości złóż kopalin użytecznych dokonuje się na podstawie pomiaru w wyrobiskach górniczych oraz według danych z wierceń badawczych. Są to tak zwane punkty grubości złoża. Grubość przy obliczaniu zasobów oblicza się zwykle jako średnią wartość w stosunku do określonej części (powierzchni) złoża. Najczęściej stosuje się obliczenie średniej grubości złoża dla określonego obszaru metodą średniej arytmetycznej lub metodą średniej ważonej. Obliczoną wartość przyjmuje się do dalszych obliczeń.

Średnią arytmetyczną grubość złoża oblicza się wzorem

$$m = \frac{m_1 + m_2 + \dots + m_n}{n} \quad (2)$$

gdzie

$m_1, m_2 \dots m_n$ — grubość złoza stwierdzona w poszczególnych punktach (otworach),
 n — liczba punktów obserwacji (ilość otworów).

Średnią ważoną grubości złoza oblicza się z wzoru

$$m_w = \frac{m_1 \cdot l_1 + m_2 \cdot l_2 + \dots + m_n \cdot l_n}{l_1 + l_2 + \dots + l_n} \quad (3)$$

gdzie

$l_1, l_2 \dots l_n$ — odległości otworów od otworu centralnego przyjętego dowolnie,

$m_1, m_2 \dots m_n$ — grubości złoza w poszczególnych otworach.

2. *Powierzchnia obliczeniowa P.* Powierzchnię obliczeniową określa się przez podział konturu złoza na mapie, stanowiącej podstawę do obliczenia zasobów, na proste figury geometryczne lub za pomocą planimetrowania. W celu zwiększenia stopnia dokładności obliczenie wykonuje się kilka razy i z otrzymanych wyników oblicza się średnią arytmetyczną.

3. *Wyznaczenie kąta nachylenia pokładów.* Nachylenie i rozciągłość pokładów oblicza się najczęściej z otworów, stosując znaną metodę punktów cechowanych np. Baumana itp.

4. *Wyznaczenie ciężaru objętościowego.* Ciężar objętościowy wyznacza się (dla obliczenia zasobów w kategoriach A i B) wyłącznie w laboratoriach. Przy określeniu zasobów w kategoriach C_1 i C_2 średni ciężar objętościowy można przyjmować z tablic.

Właściwe obliczanie zasobów

Przeważająca większość złóż kopalin użytecznych ograniczona jest skomplikowanymi powierzchniami. Określenie objętości bryły ograniczonej tego rodzaju powierzchnią jest w dzisiejszych warunkach prowadzenia robót geologiczno-rozpoznawczych praktycznie niemożliwe. Dlatego też wszystkie metody obliczania zasobów kopalin użytecznych polegają na przedstawieniu skomplikowanych co do formy i budowy brył złóż w postaci równych im figur prostych i określeniu ich objętości. Obecnie znanych jest wiele metod obliczenia zasobów kopalin użytecznych, z których osiem niżej wymienionych znalazło praktyczne zastosowanie:

1. metoda średniej arytmetycznej,
2. metoda bloków geologicznych,
3. metoda bloków eksploatacyjnych,
4. metoda wieloboków,
5. metoda trójkątów,

6. metoda izolinii,
7. metoda przekrojów,
8. metoda warstwic.

Z podanych metod nie wszystkie mogą być stosowane w każdym przypadku. Na stosowanie tej czy innej metody mają duży wpływ czynniki geologiczne, a zwłaszcza forma i budowa złoża, rodzaj i jakość kopaliny, w szczególności zaś gęstość siatki wyrobisk rozpoznawczych.

W przypadku występowania złóż o nierównomiernej grubości korzystne jest stosowanie metody przekrojów oraz metody izolinii. W przypadku złóż o równomiernej grubości i spokojnych warunkach zalegania celowe jest stosowanie metody warstwic itd. Zastosowanie odpowiedniej metody obliczeń wymaga więc wnikliwej oceny opracowującego dane złożo. W celu usunięcia możliwych błędów, wynikających z niewłaściwego zastosowania sposobu obliczenia, instrukcja Centralnego Urzędu Geologicznego o ustalaniu zasobów wymaga równoległego zastosowania dwóch różnych metod, w przypadku zaś uzyskania dużych rozbieżności — przeprowadzenia ponownego obliczenia zasobów.

Zasoby geologiczne dzielą się na dwie grupy podlegające niezależnemu ustaleniu:

1. zasoby bilansowe, odpowiadające normom przemysłowym i górniczo-technicznym warunkom eksploatacji,

2. zasoby pozabilansowe, które wskutek niskiej zawartości składnika użytecznego lub minerału, małej grubości złoża oraz ze względu na konieczność ochrony powierzchni nie mogą w danym czasie być eksploatowane.

Granica między zasobami bilansowymi i pozabilansowymi nie jest stała i może ulegać przesunięciom w jedną lub drugą stronę w zależności od zachodzących z biegiem czasu zmian norm i warunków jakości kopaliny, a także w miarę postępu techniki.

Jednakże nie cała ilość kopaliny użytecznej zawarta w zasobach bilansowych będzie mogła być wydobyta. Między ilością kopaliny użytecznej w złożu a ilością kopaliny wydobytej i oddanej do użytku zachodzi znaczna różnica spowodowana stratami. Rozróżnia się straty dwójakiego rodzaju:

1. straty jakościowe,
2. straty ilościowe.

Straty jakościowe wynikają z tego, że składnik użyteczny w złożu nie występuje zazwyczaj w tak czystej postaci, aby go można przeznaczyć do użytku bez uprzedniego wzbogacania.

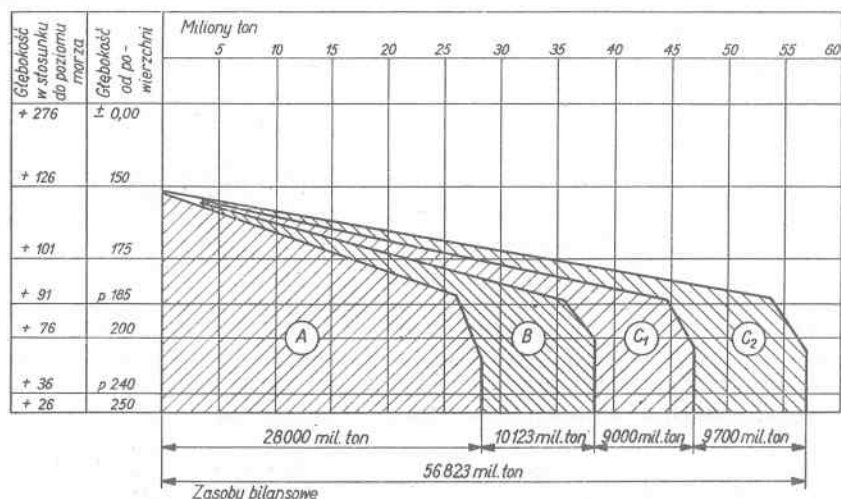
Straty ilościowe powstają w związku z koniecznością pozostawienia różnego rodzaju filarów oporowych i ogniowych oraz ze względów technicznych, wynikających ze stosowania określonego systemu wybierania (straty eksploatacyjne i ogniowe). Tę

część zasobów bilansowych, którą otrzymuje się po odjęciu od nich strat ilościowych, nazywamy zasobami przemysłowymi brutto. Odejmując zaś od zasobów przemysłowych brutto straty jakościowe otrzymuje się tzw. zasoby przemysłowe netto. Zasoby przemysłowe netto stanowią podstawę do ustalenia wydobycia dziennego kopalni



Głębinowy wykres zasobów. Przy projektowaniu kopalń, podziale na poziomy i projektowaniu sposobu udostępnienia nowo-zakładanych kopalń, dużym ułatwieniem jest stosowanie graficznego przedstawienia zasobów jako funkcji głębokości, tzw. głębinowego wykresu zasobów (rys. 1). Postać funkcyjna $Z = f(H)$.

Na wykresie tym odmierza się na osi rzędnej w dół głębokości H , a na osi odciętych wielkość zasobów Z od powierzchni do danej głębokości.

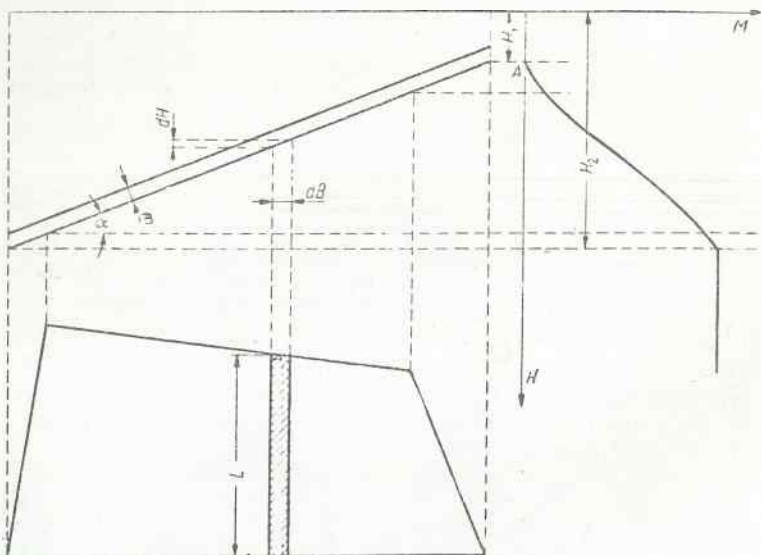


Rys. 1. Głębinowy wykres zasobów

Wyprowadzenie matematyczne wykresu zasobów (rys. 2). Dowlolnie małemu przyrostowi głębokości dH w dowolnym miejscu obszaru kopalnianego odpowiada elementarny pasek pola szerokości dB , mierzonego w płaszczyźnie poziomej i równoległej do linii rozciągłości pokładu

$$dB = dH \operatorname{ctg} \alpha$$

gdzie α oznacza kąt nachylenia pokładu.



Rys. 2. Wyrażenie zasobów jako funkcji głębokości

Przyrost zasobów odpowiadający takiemu elementarnemu pas-kowi powierzchni obszaru kopalnianego wyniesie dZ , przy czym

$$dZ = \frac{L \cdot m \cdot \gamma}{\cos \alpha} \cdot dB = \frac{L \cdot m \cdot \gamma}{\sin \alpha} \cdot dH$$

Zależność powyższa jest różniczkowym równaniem funkcji zasobów. W przypadku gdy grubość złoża m , jego nachylenie α , ciężar objętościowy γ oraz długość obszaru górniczego L są wielkościami stałymi, równanie powyższe całkuje się

$$Z = f(H) = \int_0^H \frac{L \cdot m \cdot \gamma}{\sin \alpha} \cdot dH = \frac{L \cdot m \cdot \gamma}{\sin \alpha} \cdot H + C$$

Stałą C wyznacza się z warunku, że dla $H = H_1$, $Z_1 = 0$, a więc

$$\frac{L \cdot m \cdot \gamma}{\sin \alpha} \cdot H_1 + C = 0$$

stąd

$$C = - \frac{L \cdot m \cdot \gamma}{\sin \alpha} \cdot H_1$$

$$Z = \frac{L \cdot m \cdot \gamma}{\sin \alpha} \cdot (H - H_1) \quad (4)$$

Jeżeli złożę obejmuje kilka pokładów, sumuje się graficznie lub analitycznie zasoby oraz nanosi się w ten sam sposób na wykres.

3. Zaliczenie zasobów kopalin do poszczególnych kategorii

Wymagania dotyczące zakwalifikowania zasobów do poszczególnych kategorii ze względu na rodzaj robót w zależności od grupy klasyfikacji złoża od I do V podano w tablicy 2.

W tablicy 3 podano zestawienie porównawcze nomenklatury zasobów stosowanej w innych krajach i w Polsce, przyjętej w klasyfikacji Uchwały Rady Ministrów nr 740.

4. Przepisy dotyczące działalności projektowej i inwestycyjnej kopalni

Stopień przygotowania zasobów, uprawniający do projektowania i przydziału kredytów na budowę zakładów górniczych, określa § 12 Uchwały Rady Ministrów nr 740:

Planowanie oraz realizacja inwestycji w zakresie budowy zakładu eksploatującego złożę kopalinę stałej, zaliczone do grupy I, II, III, mogą być przedsięwzięte po uprzednim zatwierdzeniu ustalenia bilansowych zasobów złoża pod następującymi warunkami:

1. zatwierdzenie ustalenia z dokładnością kategorii C_2 uprawnia do objęcia budowy (rozbudowy) zakładu wieloletnim planem gospodarczym,
2. zatwierdzenie ustalenia z dokładnością kategorii C_1 uprawnia do sporządzania założeń projektowych budowy (rozbudowy) zakładu,
3. zatwierdzenie ustalenia z dokładnością kategorii B, uprawnia do sporządzania projektu wstępnego budowy (rozbudowy) zakładu,

Wymagania dotyczące klasyfikacji zasobów ze względu na rodzaj robót

Kategoria	Grupy klasyfikacyjne				
	I	II	III	IV	V
C ₂	Sklasyfikowanie następuje: Na podstawie zdjęć geologicznych podstawowych w oparciu o rzadką sieć odsłonięć naturalnych lub sztucznych, a także o badania geofizyczne, skontrolowane robotami poszukiwawczymi				
	Na podstawie zdjęć geologicznych podstawowych w oparciu o rzadką sieć odsłonięć naturalnych lub sztucznych, a także o badania geofizyczne, skontrolowane robotami poszukiwawczymi				
C ₁	Sklasyfikowanie następuje: Na podstawie prac rozpoznawczych wstępnych, prawie wyłącznie wiertniczych. Zasobami tej kategorii są objęte partie złoża w obrębie robót dostatecznie zagęszczonych dla tej kategorii lub ekstrapolowane poza teren z zasobami kategorii B na odległość nie większą jak połowa odstepu sieci rozpoznawczej kategorii B, a przy tym w obrębie kategorii C₂				
	Na podstawie prac rozpoznawczych wstępnych, prawie wyłącznie wiertniczych. Zasobami tej kategorii są objęte partie złoża w obrębie robót dostatecznie zagęszczonych dla tej kategorii lub ekstrapolowane poza teren z zasobami kategorii B na odległość nie większą jak połowa odstepu sieci rozpoznawczej kategorii B, a przy tym w obrębie kategorii C₂				
B	Sklasyfikowanie następuje: Na podstawie prac rozpoznawczych szczegółowych. Zasobami objęte są partie Zasobami są objęte w obrębie konturu pół partie tylko w ob-				
	Na podstawie prac rozpoznawczych szczegółowych. Zasobami objęte są partie Zasobami są objęte w obrębie konturu pół partie tylko w ob-				

B	zbadanych robotami rozpoznawczymi o gęstości odpowiedniej lub na terenie zbadanym w kategorii C₁ w pasie leżącym na zewnątrz konturu zasobów kategorii A i sięgającym na połowę rozstawu węzłów rozpoznawczych	rebie konturu półzbadanych wierceniemi popartymi ponadto przez wyrobiska górnicze. Przy wyrobiskach górniczych dopuszczalna jest ekstrakcja na połowę rozstawu węzłów rozpoznawczych	tegorii partie objęte wyrobiskami górniczymi co najmniej z dwu stron oraz leżące w obrębie otworów odległych od wyrobisk górniczych nie więcej jak na przepisany rozstaw węzłów rozpoznawczych.	gólowych (eksploatacyjnych). Do tej kategorii zalicza się partie objęte wyrobiskami górniczymi, często w kombinacji z wierceniami dółowymi	wczymi i eksploatacyjnymi
A	Na podstawie prac rozpoznawczych uzupełniających lub eksploatacyjnych Konturami obejmuje się na obszarach zupełnie nowych partie objęte robotami górniczymi z 3 lub 4 stron lub pola o przepłanej gęstości węzłów rozpoznawczych w obrębie konturu wewnętrznego po dodatkowym skontrolowaniu ich wyników robotami górniczymi W sąsiedztwie obszarów z czynną eksploatacją może wystarczyć odpowiednio gęsta sieć wierceń	Na podstawie robót rozpoznawczych, uzupełniających lub eksploatacyjnych. Zalicza się tu partie objęte z 3 lub 4 stron robotami górniczymi	Na podstawie prac rozpoznawczych eksploatacyjnych Partie objęte z 4 stron wyrobiskami górniczymi	Zasoby tych grup ziół nie są możliwe do ustalenia	

Skłasyfikowanie następuje:

Porównanie zasad klasyfikacji zasobów

Klasyfikacja obecnie przyjęta w Polsce	Klasyfikacja stosowana obecnie w ZSRR	Klasyfikacja stosowana w Polsce do 1952 r. (wg zasad Hoovera)	Klasyfikacja amerykańska Bureau of Mines (1944)
Zasoby kategorii A	Zasoby kategorii A ₁	Zasoby pewne	Zasoby pomierzone
	Zasoby kategorii A ₂		
Zasoby kategorii B	Zasoby kategorii B	Zasoby prawdopodobne	Zasoby pokazane
Zasoby kategorii C ₁	Zasoby kategorii C ₁		
Zasoby kategorii C ₂	Zasoby kategorii C ₂	Zasoby możliwe	Zasoby przewidywane

4. zatwierdzenie ustalenia z dokładnością kategorii A uprawnia do sporządzenia projektu technicznego budowy (rozbudowy) zakładu oraz do realizacji inwestycji.

Dla złóż grupy IV i V sporządzanie założeń projektowych jest dopuszczalne po uprzednim zatwierdzeniu ustalenia bilansowych geologicznych zasobów złoża z dokładnością kategorii C₂ oraz sporządzanie projektu wstępnego i technicznego po uprzednim zatwierdzeniu ustalenia bilansowych zasobów złoża z dokładnością kategorii C₁, jeżeli jakość kopaliny została rozpoznana w stopniu wymaganym dla kategorii A. Ustalenie zasobów bilansowych w kategorii C₁ zezwala również (dla złóż zaliczonych do grupy IV, V) na realizację inwestycji.

Orientacyjny stosunek zasobów kategorii A i B, uprawniający do projektowania i przydziału kredytów inwestycyjnych na budowę zakładów górniczych, określa się według tablicy 4.

5. Projektowanie rozpoznania złoża

Poszukiwania geologiczne mogą być prowadzone metodami pośrednimi lub bezpośrednimi.

1. *Metody pośrednie.* Przy poszukiwaniu złóż surowców mineralnych stosuje się następujące metody pośrednie:

geofizyczne, wśród których wyróżnia się metody:

- a. magnetyczne,
- b. grawimetryczne,
- c. elektryczne,
- d. sejsmiczne.

metody oparte na wykorzystaniu promieniotwórczości naturalnej niektórych minerałów.

Metody geofizyczne polegają na wykorzystaniu różnych własności fizycznych skał, jak: różnej przenikliwości magnetycznej (magnetometria), różnego działania siły ciężkości (grawimetria), różnego przewodnictwa elektryczności (elektrometria) czy różnego przewodnictwa drgań (sejsmometria). W wyniku badań geofizycznych otrzymujemy tzw. zdjęcie geofizyczne. Przez zdjęcie geofizyczne należy rozumieć ujęcie w formie graficznej i opisowej wyników badań geofizycznych, wykonanych w celu pośredniego lub bezpośredniego określenia budowy tektonicznej rozpatrywanego terenu, struktury geologicznej, kształtu i granic złoża oraz rodzaju skał towarzyszących.

Metody oparte na promieniotwórczości polegają na wykorzystaniu naturalnych własności promieniotwórczych niektórych minerałów, np. C_{14} , uranu, strontu, siarki i innych.

Metody pośrednie są zazwyczaj mniej kosztowne od metod bezpośrednich i często pozwalają na dość dokładne zorientowanie się w możliwości występowania złóż mineralnych. Zazwyczaj stanowią one podstawę do stosowania metod bezpośrednich. W tabelicy 5 podano orientacyjnie ilość punktów badań geofizycznych na 1 km² badanego terenu oraz przybliżony koszt badania w jednym punkcie.

2. *Metody bezpośrednie.* Metody pośrednie pozwalają stwierdzić przede wszystkim obecność złoża oraz w pewnym tylko przybliżeniu jego użyteczność przemysłową. Dla dokładniejszego określenia kształtu, wymiarów złoża oraz jego jakości konieczne jest wykonanie badawczych robót górniczych, jak rowów, szybików i otworów wiertniczych.

Roboty badawcze wykonywane metodami bezpośrednimi (otwory wiertnicze) dostarczają rdzeni, jako materiału dokumentującego poszukiwania; pozwalają uzyskać dokładne wiadomości o grubości i ilości pokładów zalegających na danym obszarze, ich jakości, warunkach eksploatacji oraz jakości i rodzaju warstw nadkładowych i towarzyszących pokładom. Roboty poszukiwawcze prowadzi się w złożach zalegających stromo i przy małym nadkładzie za pomocą rowów i szybików, przy nadkładzie zaś grubszym — za pomocą otworów wiertniczych, wierconych obrotowo, rzadziej udarowo. Przy prowadzeniu wierceń obrotowych należy dążyć do uzyskania maksimum rdzeni. Technika wiercenia rdzeniowego (pluczka) nie sprzyja obserwacji stosunków wod-

Tablica 4

Orientacyjny stosunek zasobów kategorii A i B uprawniający do projektowania i przydziału kredytów inwestycyjnych na budowę zakładów górniczych

Lp.	Złoże kopalin	Suma bilansowych geologicznych zasobów złoże ustalonych z dokładnością kategorii B i A, wyrażona w procentach w stosunku do ilości zasobów potrzebnych do zapewnienia amortyzacji projektowanych inwestycji (§ 18 ust. 1 pkt 3 b) dla złożeń grupy	
		I	II
1	Złoże węgla kamiennych, brunatnych i sapropelowych oraz łupków węglowych i bitumicznych		a. do eksploatacji odkrywkowej 30 b. do eksploatacji podziemnej 20
2	Złoże rud żelaza i pirytu	30	20
3	Złoże rud metali nieżelaznych	20	10
4	Złoże ilastych surowców przemysłu materiałów ogniotrwałych i ceramiki szlachetnej	50	40
5	Złoże surowców przemysłu cementowego	50	40
6	Złoże nieilastych surowców przemysłu materiałów ogniotrwałych i złoże topników	40	30
7	Złoże wapieni, anhydrytu i gipsu	30	20
8	Złoże siarki, fosforu i pozostałe złoże surowców przemysłu chemicznego	30	20
9	Złoże soli	30	20
10	Złoże kamieni ciosowych i przemysłowych	50	40
11	Złoże kopalin nie wymienione pod lp. 1 - 10	50	40

Ilość punktów badań geofizycznych na 1 km² badanego terenu
przy zdjęciu szczegółowym

Metoda	Ilość punktów na 1 km ² powierzchni	Orientacyjny koszt 1 punktu zł
Grawimetryczna . . .	420 ÷ 9	80 ÷ 120
Magnetyczna	420 ÷ 30	40 ÷ 50
Sejsmiczna	10 ÷ 2	2500

nych i gazonośności. Aby je zbadać dokładnie, niezależnie od otworów stwierdzających złoże, rozmieszcza się na danym terenie kilka otworów wierconych udarowo.

Roboty badawcze dzieli się na:

1. geologiczno-poszukiwawcze,
2. geologiczno-rozpoznawcze.

Przez roboty *geologiczno-poszukiwawcze* należy rozumieć przeprowadzenie obserwacji terenu i wykonanie wszelkiego rodzaju wyrobisk górniczych (rowy, szybiki, otwory) potrzebnych do sporządzenia podstawowych lub szczegółowych zdjęć geologicznych, mających na celu wyjaśnienie możliwości występowania złoża, ustalenie rodzaju kopaliny oraz wstępnej oceny zasobów. Przez roboty *geologiczno-rozpoznawcze* rozumie się wykonanie wszelkiego rodzaju wyrobisk, umożliwiających ustalenie zasobów złoża w odpowiedniej kategorii. Roboty te wykonuje się w zasadzie według tzw. linii rozpoznawczych lub według systemu siatki rozpoznawczej.

Linia rozpoznawczą nazywamy kierunek, wzdłuż którego prowadzi się i zagęszcza roboty geologiczno-rozpoznawcze. *Siatka rozpoznawcza* jest to układ wieloboków geometrycznych, których wierzchołki stanowią miejsca wykonywania robót geologiczno-rozpoznawczych.

Projektowanie rozpoznania złoża sprowadza się do:

1. ustalenia kształtu sieci rozpoznawczej,
2. ustalenia gęstości robót geologiczno-rozpoznawczych.

W fazie wykonywania robót geologiczno-poszukiwawczych otwory wiertnicze (szybiki) mogą być zakładane nieregularnie (dowolnie). Jeżeli istnieją przesłanki co do przypuszczalnego zalegania złoża (na tle geologicznej budowy rejonu, zdjęcia geofizycznego itp.), to wyrobiska poszukiwawcze należy tak rozmieszczać, by stwierdzić granicę zalegania złoża oraz jego nachylenie i rozciągłość. Roboty geologiczno-poszukiwawcze prowadzą do stwierdzenia występowania złoża w kategorii C₂. Natomiast w fa-

zie wykonywania robót geologiczno-rozpoznawczych wyrobiska rozpoznawcze należy zakładać według regularnych sieci rozpoznawczych. Ustalenie kształtu sieci rozpoznawczej polega na wybraniu sieci o symetrii najbardziej dostosowanej do kierunkowej zmienności złoża. Wybór sieci rozpoznawczej opiera się na prawie zagęszczenia robót rozpoznawczych

$$\frac{v_1^2}{v_2^2} = \frac{N_2}{N_1} \quad (5)$$

gdzie

v_1 i v_2 — zmienność złoża w poszczególnych kierunkach,
 N_1 i N_2 — zagęszczenie (ilość w jednostce długości) otworów w poszczególnych kierunkach.

Przy złożach, nie wykazujących kierunkowych własności zalegania, otwory badawcze (rozpoznawcze) należy rozmieszczać równomiernie w kształcie sieci trójkątów lub kwadratów. Głównym zadaniem przy projektowaniu rozpoznania złoża jest ustalenie ilości robót rozpoznawczych. Projektowanie ilości robót rozpoznawczych odbywa się przeważnie metodą wskaźnikową.

Metoda wskaźnikowa opiera się na zebranych z praktyki wskaźnikach odnośnie do zagęszczania robót rozpoznawczych, w zależności od rodzaju surowca i typu złoża.

Zagęszczenie robót rozpoznawczych w oparciu o metodę wskaźnikową podano w tablicy 6.

Wadą tej metody jest duża rozpiętość wskaźników l , n . Każdy typ złoża oraz każdy typ surowca wymaga tworzenia oddzielnych normatywów-wskaźników. Wskaźniki dla każdego typu złoża podane są w instrukcji Centralnego Urzędu Geologicznego. Zlecany rozstęp robót rozpoznawczych w zależności od kategorii zasobów i grupy klasyfikacyjnej złóż według instrukcji z CUG podano w tablicy 7.

6. Sporządzanie dokumentacji geologicznej złoża

Dokumentacja geologiczna, ustalająca stopień poznania zasobów złoża kopaliny składa się z dwóch części; pierwszej, obejmującej opracowanie tekstowe i zestawienia tabelaryczne, oraz drugiej, zawierającej opracowanie graficzne.

Część pierwsza dokumentacji powinna zawierać:

1. Kartę tytułową wskazującą: nazwę instytucji lub przedsiębiorstwa, które sporządziło dokumentację, nazwę złoża kopaliny, nazwę województwa, powiatu i miejscowości, na której terenie znajduje się złoże, nazwiska, stanowiska i podpisy osób odpowiedzialnych za sporządzoną dokumentację (geolog dokumentu-

Tablica 6

Zagęszczenie robót rozpoznawczych w zależności od kategorii zasobów

	Kategoria zasobów			
	A	B	C ₁	C ₂
Względny rozstaw węzłów rozpoznawczych	1	2 l	4 l	8 l
Względna gęstość sieci (liczba węzłów na jednostkę powierzchni)	n	$n \frac{1}{4}$	$n \frac{1}{16}$	$n \frac{1}{64}$

Tablica 7

Zalecany rozstęp robót rozpoznawczych w zależności od kategorii zasobów i grupy klasyfikacyjnej złóż według instrukcji CUG

Kategoria zasobów	Grupa klasyfikacyjna złóż				
	I	II	III	IV	V
C ₂	1 wyrobisko na 1 ÷ 4 km ²	1 wyrobisko na 0,5 ÷ 2 km ²	100 ÷ 500 m	50 ÷ 200 m	25 ÷ 100 m
C ₁	1 wyrobisko na 0,5 ÷ 2 km ²	200 ÷ 600 m	50 ÷ 250 m	25 ÷ 100 m	10 ÷ 50 m
B	200 ÷ 600 m	100 ÷ 300 m	25 ÷ 150 m	—	—
A	100 ÷ 300 m	50 ÷ 150 m	20 ÷ 100 m	—	—

jący, weryfikator, dyrektor przedsiębiorstwa, główny geolog przedsiębiorstwa) oraz datę sporządzenia dokumentacji.

2. Zestawienie ustalonych zasobów złoża z podziałem według kategorii ich poznania i jakości kopaliny oraz z rozbiciem na bilansowe i pozabilansowe, zestawienie powinno być podpisane przez geologa dokumentującego oraz głównego geologa resortu.

3. Tekst z tablicami, obejmujący:

a. opis robót geologiczno-rozpoznawczych oraz ogólne dane dotyczące nazwy przedsiębiorstwa, które wykonało roboty geologiczno-rozpoznawcze, jak też dane odnośnie do dozoru przy wierceniach i trybie postępowania przy opróbowaniu,

b. ogólną charakterystykę terenu występowania złoża,

c. ogólną geologiczną charakterystykę złoża,

d. określenie rodzaju i jakości surowca,

e. wyznaczenie granic złoża, określających jego położenie, kształt i objętość,

f. obliczenie ilości kopaliny w złożu i oświadczenie właściwego resortu, dotyczące zaliczenia zasobów do bilansowych i pozabilansowych,

g. określenie geologiczno-górnicznej możliwości wydobycia kopaliny,

h. wnioski dotyczące ustalenia kategorii dokładności poznania zasobów złoża kopaliny, z podaniem wysokości rocznej produkcji i jej jakości,

i. zestawienia tabelaryczne:

pełnego wykazu pobranych próbek z dokładną lokalizacją

oraz zaznaczeniem, jakim badaniom zostały poddane,

wyników badań rodzaju i jakości kopaliny,

średnich grubości pokładów,

obliczenia powierzchni terenów stanowiących podstawę do obliczania zasobów,

j. spis literatury wykorzystanej przy opracowaniu dokumentacji,

k. spis załączników zawartych w części drugiej dokumentacji.

Część druga dokumentacji powinna zawierać:

1. mapy określające położenie geograficzne złoża w stosunku do:

a. większych ośrodków,

b. najbliższego otoczenia,

2. podstawową lub szczegółową mapę geologiczną występowania złoża,

3. kopię planu obszaru górniczego,

4. mapę lub plan powierzchni z zaznaczeniem warstw terenu, granic obszaru górniczego, wyrobisk przygotowawczych i granic zasobów bilansowych,

5. złożowe zdjęcie geologiczne zawierające:

- a. mapę geologiczną obszaru górniczego z zaznaczonymi wyrobiskami, miejscami pobierania próbek, liniami przekrojów, granicami zasobów bilansowych i pozabilansowych,
- b. przekroje przez złożę z zaznaczonymi granicami formacji geologicznych i poziomu wód,
- c. plany warstwicowe pokładów,
- d. plany miąższości nadkładu,
6. spis rzeczy.

7. Kalkulacja kosztów dokumentacji geologicznej dla kopalni węgla kamiennego

Prace wykonywane przy sporządzaniu dokumentacji geologicznej dzielą się na 4 zasadnicze elementy:

1. prace geologiczne,
2. prace wiertnicze,
3. prace geofizyczne,
4. prace miernicze.

Wzajemna zależność wymienionych elementów co do kolejności wykonywania poszczególnych czynności jest różna.

Prace geologiczne trwają podczas całego okresu opracowywania dokumentacji geologicznej.

Po wykonaniu wstępnych prac geologicznych w postaci założeń oraz dokumentacji projektowo-kosztorysowej wykonywane są roboty wiertnicze pod nadzorem służby geologicznej, które dostarczają materiału do dalszych prac geologicznych. Prace miernicze są mniej ściśle związane z pracami geologicznymi. Pewna ich część, tj. wytyczanie otworów, musi być wykonana przed rozpoczęciem wierceń.

Harmonogram prac mierniczych musi być tak skonstruowany, ażeby materiały w postaci gotowych planów były ukończone przed rozpoczęciem końcowej fazy sporządzania dokumentacji geologicznej.

Kosztorysowanie oraz rozliczanie robót wykonanych w całym cyklu odbywa się na podstawie norm i cenników poszczególnych branż, występujących w sporządzaniu dokumentacji:

Koszt prac geologiczno-dokumentacyjnych oblicza się na podstawie zakładowych norm pracy i jednostkowych cen za normogodzinę.

Koszt robót wiertniczych oblicza się na podstawie cennika kosztorysowego.

Do obliczeń kosztów prac mierniczych służą cenniki wydane przez Centralny Urząd Geodezji i Kartografii.

Praktyka i dane statystyczne wykazują, że odchylenia od kosztorysów obliczonych na podstawie powyższych danych są niewielkie. Poniżej podajemy wzór kosztorysu dla przypadku konkretnego.

Kosztorys wykonania prac geologiczno-badawczych oraz opracowania dokumentacji geologicznej złoża

Założenia: Zadaniem przedsiębiorstwa geologicznego jest zbadanie złoża węgla kamiennego oraz opracowanie dokumentacji geologicznej. Obszar podlegający opracowaniu ma kształt równoległoboku o zasadniczych wymiarach, $4,5 \times 5 \text{ km} \approx 23 \text{ km}^2$. Pod względem geologicznym obszar jest mało znany.

Projektuje się odwiercenie na tym obszarze 15 otworów o łącznej głębokości 15 000 m. Kwoty w złotych podane w kosztorysie oparte są na cenach jednostkowych obowiązujących w 1956 roku.

Wyszczególnienie pracy	Normo- rob-godz	Cena jedn. zł	Suma zł
<i>I. Wstępne prace geologiczne</i>			
1. Przygotowania założeń geologicznych dla dokumentacji geologicznej, określenie położenia geograficznego rejonu projektowanych robót, stanu dróg komunikacyjnych, zestawienie dotychczasowych robót i prac geologicznych, sporządzanie wyciągu z wykazem literatury i materiałów archiwalnych . .	200	19,35	3 870
2. Opracowanie dokumentacji geologicznej: zbieranie materiałów źródłowych do sporządzenia dokumentacji geologicznej, studia literatury, rozpoznanie w terenie, opracowanie na podstawie założeń projektowych i zgodnie z wymaganiami odpowiednich przepisów dokumentacji geologicznej. Opisowe i graficzne rozwiązanie zadania geologicznego, określenie i uzasadnienie zakresu i loka-			

Wyszczególnienie pracy	Normo- rob-godz	Cena jedn. zł	Suma zł
lizacji rodzajów robót (ilość, metraż i głębokość obrotów), wyszczególnienie prac mierniczych, opracowanie harmonogramu, uwzględniającego kolejność robót, opracowanie kosztorysu	200	19,35	3 870
3. Prace miernicze: tyczenie w terenie 15 otworów według współrzędnych . . .			6 000
<i>II. Wiercenia geologiczno-poszukiwawcze. Maszynowe wiercenia obrotowe, wielkośrednicowe, typu Rotary, o zasięgu do głębokości 1000 m</i>			
1. Roboty przygotowawczo-montażowe: (budowa dróg, roboty ziemne, wykonanie obiegu płuczki, basenów pompowych, zbiorników na płuczkę zapasową, dostaw płuczkowych, fundamentów wież i urządzeń wiertniczych, montaż wież wiertniczych, urządzeń wiertniczych i pomocniczych, budowy budynków tymczasowych dla obsługi robót wiertniczych, budowa instalacji elektrycznej dla siły i światła) = 18% udziału w kosztach 1 m wiercenia = $1600 \cdot 18\% = 288$ zł na metr wiercenia	15 000	288	4 320 000
2. Wiercenie otworu: wiercenie otworu przy rdzeniowaniu ciągłym, rurowaniu otworu, zamykaniu wód wgłębnych = 58% udziałów w kosztach 1 m wiercenia = $1600 \cdot 58\% = 928$ zł/m wiercenia	15 000	928	13 920 000
3. Pomiary i badania: badania geologiczne: pobieranie próbek specjalnych, pomiary inklinometrem, pomiary głębokości zwierciadła wody, temperatury itp. = 2% udziału w kosztach 1 m wiercenia = $1600 \cdot 2\% = 32$ zł/m wiercenia	15 000	32	480 000

Wyszczególnienie pracy	Normo- rob-godz	Cena jedn. zł	Suma zł
4. Badania geofizyczne: rdzeniowanie elektryczne 12 000 m, rdzeniowanie radio- aktywne 12 000 m	24 000	24,06	577 440
5. Roboty likwidacyjno-demonta- żowe: wyciąganie rur, ładowanie lub cementowanie otworu = 12% udziału w kosztach 1 m wier- cenia = $1600 \cdot 12\% = 192$ zł/m wiercenia	15 000	192	2 880 000
6. Roboty demontażowe: demontaż wieży i urządzeń wiertniczych, instalacji siły światła, wody budynków tym- czasowych; przywrócenie tere- nu do stanu pierwotnego = 10% udziału w kosztach 1 m wier- cenia = $1600 \cdot 10\% = 160$ zł/m wiercenia	15 000	160	2 400 000
Razem poz. 1 ÷ 6			24 591 180
<i>III. Prace miernicze</i>			
1. Prace przygotowawcze: wywiad w sprawie map, pla- nów, zakup planów wyciągów, organizacja prac pomiarowych, sporządzenie dokumentacji technicznej			70 000
2. Triangulacja: ustalenie w terenie punktów, obliczenie i wyrównanie 3 punktów			150 000
3. Poligonizacja techniczna: zwiad szczegółowy i projekt, stabilizacja punktów, pomiar kątów i serii, pomiar długości boków taśmą stalową, wylicze- nie i kontrola dziennika, obli- czenie przyrostów, obliczenie współrzędnych, skartowanie i kontrola na powierzchni 25 km ²			300 000
4. Tachymetria: pomiar terenowy na przygoto- wanych stanowiskach, niwela- cja stanowisk i obliczenie, ob-			

Wyszczególnienie pracy	Normo- rob-godz	Cena jedn. zł	Suma zł
liczenie pikiet, kartowanie, interpolacja warstwic, sprawdzenie i wykreślanie, matryca rzeźby terenu			50 000
5. Pomiar współrzędnych 15 otworów wiertniczych			6 000
6. Niwelacja			80 000
7. Pomiar szczegółów metodą do- miarów 25 km ² w terenie średnio trudnym			1 200 000
Razem prace miernicze . . .			1 856 000
<i>IV. Geologiczne prace terenowe</i>			
1. Nadzór techniczny: kontrola robót wiertniczych co do zgodności z założeniami geologicznymi w zakresie przeprowadzanych pomiarów i badań, wykonana przez 3 techników geologicznych w ciągu 18 mies. 200 robgodz mies.	10 800	16	172 800
2. Profilowanie 15 otworów wiertniczych o sumarycznej głębokości 15 000 m, opis rdzenia i kontrola uzysku rdzenia . .	4 750	16	76 000
a. 3000 m warstw nadkładu (miocen) średnica rdzenia powyżej 150 mm po 8 m na robgodz współczynnik 1 = = 750 robgodz,			
b. 4500 m warstw orzeskich, średnica rdzenia powyżej 150 mm po 4 m/robgodz, współczynnik 1 • 3 = 2000 robgodz,			
c. 3000 m warstw orzeskich, średnica rdzenia powyżej 150 mm po 7,5 m/robgodz, współczynnik 2 • 3 = 800 robgodz,			
d. 4500 m warstw rudzkich, średnica rdzenia poniżej 50 mm po 7,5 m/robgodz, współczynnik 1 • 3 = 1200 robgodz.			
3. Inne prace polowe — ryczałt .	100	16	1 600
4. Dojazdy	150	16	2 400

Wyszczególnienie pracy	Normo- rob-godz	Cena jedn. zł	Suma zł
<i>V. Prace laboratoryjne</i>			
1. Pełne technologiczne analizy węgla po 150 prób po 44 robgodz	6 600	22	145 200
2. Analizy i badania paleontolo- giczne, oznaczenie flory i fau- ny, ryczałt	400	22	8 800
3. Analizy mikroskopowe 7 prób po 30 robgodz	210	22	4 620
4. Analizy megasporowe 8 prób po 23 robgodz 1 cykl	184	22	4 048
<i>VI. Prace kartograficzne</i> (opracowanie dokumentacji geolo- gicznej zestawiającej wyniki)			
1. Karty 15 otworów wiertniczych o sumarycznej głębokości 15 000 m	435	19	8 265
a. 15 000 m warstw nadkładu orzeskich i rudzkich po 40 m/robgodz = 375 robgodz,			
b. ryczałt za wypełnienie głów- ki kart 15 otworów po <i>n</i> robgodz, 1 otwór = 60 robgodz.			
2. Kreślenie przekrojów geolo- gicznych 8 szt.	400	19	7 600
a. 4 przekroje przez 5 otwo- rów, współczynnik 5 = 10 robgodz,			
b. 4 przekroje przez 5 otwo- rów, współczynnik 5 = 240 robgodz.			
3. Wygotowanie planów pokłado- wych. Plany pokładowe — 10 planów, grupa złoża II, po- wierzchnia 25 km ² , współczyn- nik 1,0 po 24 robgodz	240	19	4 560
4. Wygotowanie planów warstwi- cowych karbonu, skala 1:10 000, współczynnik 1,0	16	19	301
5. Kreślenie profilów — 40%, poz. 1	174	19	3 306
<i>VII. Opracowanie dokumentacji</i>			
1. Rozwiązanie stratygrafii, struk- tury i tektoniki złoża gru- py II, teren około 25 km ² . . .	150	24	3 600

Wyszczególnienie pracy	Normo- rob-godz	Cena jedn. zł	Suma zł
2. Część I (ogólna charakterystyka ogólne geologiczne oznaczenie rodzaju kopaliny i granic złoża), zgodnie z instrukcją nr 2 Prezesa CUG	200	24	4 800
3. Część II (określenie górnicze możliwości wydobycia i stopnia poznania zasobów) w 10 pkt według instrukcji nr 2 Prezesa CUG	70	24	1 480
4. Obliczenie zasobów	500	24	12 000
5. Konsultacje i konferencje	100	24	2 400
Razem prace geologiczne			463 780

Zestawienie kosztów

Koszt prac geologicznych	463 780
Koszt prac wiertniczych	24 591 180
Koszt prac mierniczych	1 856 000
Razem koszt dokumentacji	<u>26 910 960</u>

Udział poszczególnych składników dokumentacji geologicznej w całkowitej sumie kosztów przedstawia się następująco:

Koszt prac geologicznych	1,72%
Koszt prac wiertniczych	91,38%
Koszt prac mierniczych	6,90%
	<u>100,00%</u>

II. WSKAŹNIKI CHARAKTERYZUJĄCE WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE I TECHNICZNE ZŁOŻA STOSOWANE PRZY PROJEKTOWANIU KOPALN

8. Wstęp

Znajomość cech strukturalnych złoża, które będzie przedmiotem eksploatacji górniczej, jest konieczna dla zaprojektowania najbardziej celowego górniczo uzasadnionego modelu kopalni.

Dla ujęcia wpływu zmiennych warunków naturalnych złoża i zmiennych warunków technicznych eksploatacji na optymalną wielkość kopalni konieczne jest stosowanie pewnych uproszczeń.

Ich celem jest przyjęcie takich wskaźników naturalnych złoża i wskaźników technicznych, aby ich wartości odpowiadały przeciętnym warunkom całego rozpatrywanego obszaru eksploатовanego w określonym czasie. Z tego dalej wynika, że im ściślej uwzględnione są cechy strukturalne złoża oraz specyfika rozwiązań technicznych, tym dokładniejsza jest metoda projektowania.

Metody określania optymalnej wielkości kopalń posługują się następującymi wskaźnikami:

1. Wskaźniki naturalne złoża
 - a. nadkład,
 - b. hydrogeologia i geomechanika,
 - c. ilość, grubość i nachylenie pokładów,
 - d. sumaryczna grubość pokładów, wydajność z 1 m² i zasobność,
 - e. gazoność, samozapalność i pyłowość złoża,
 - f. jakość i typ węgla.
2. Wskaźniki techniczno-górnice
 - a. natężenie eksploatacji, φ ,
 - b. wykorzystanie frontu eksploatacyjnego, ε ,
 - c. wydobycie z przodku, a .

9. Nadkład i hydrogeologia

Głębokość eksploatacji, sposób oraz czas udostępnienia złoża zależą w dużym stopniu od miąższości i rodzaju nadkładu. Stąd

wynika, że wykształcenie nadkładu oraz panujące w nim stosunki hydrogeologiczne i geomechaniczne mają decydujące znaczenie dla projektantów przy projektowaniu kopalń.

Metoda zapewniająca najlepsze wyniki polega na zbadaniu szeregu czynników, charakteryzujących złożę pod względem hydrogeologii i geomechaniki; są one następujące:

I. *hydrogeologia*

1. ilość, miąższość oraz głębokość występowania poszczególnych warstw wodonośnych,
2. charakter litologiczny warstw wodonośnych,
3. ciśnienie hydrostatyczne i hydrodynamiczne oraz współczynniki filtracji dla poszczególnych warstw,
4. spodziewany przypływ, skład chemiczny oraz typ wody;

II. *geomechanika*

1. opis warstw z punktu widzenia geomechanicznego wraz z podaniem współczynników tarcia wewnętrznego dla każdej z nich,
2. ciężar objętościowy, kąty nachylenia oraz współczynniki zwięzłości dla poszczególnych warstw,
3. wydzielenie warstw pęczniących.

Wody kopalniane pochodzą z zasobów dynamicznych i statycznych. Pierwsze biorą początek z wód opadowych i powierzchniowych; charakteryzują się one pewną trwałością i ogólnie biorąc rosną w miarę rozwoju kopalni.

Wody nagromadzone w naturalnych pustkach (pory, szczeliny) górotworu lub złoża, a także w starych wyrobiskach kopalnianych stanowią wody statyczne; cechuje je zanik związany z ich stopniowym wyczerpaniem.

Największym niebezpieczeństwem dla kopalni są dopływy wód powierzchniowych oraz wód ze starych wyrobisk.

Różne pochodzenie oraz charakter wód powoduje, że każdy z rodzajów wód powinien być obliczony osobno. Obserwacje wykazały, że największe nasilenie dopływu wód ma miejsce w pierwszym okresie działalności kopalni, po czym stopniowo maleje, co jest następstwem wyczerpywania zasobów statycznych oraz tego, że zlewnia przy rozwoju kopalni pozostaje mniej więcej stała.

Istnieje szereg wzorów, za pomocą których można obliczyć bilans wodny, ruch wód oraz dopływ z odsłoniętych warstw wodonośnych. Aby z nich korzystać potrzebne jest kompletne zestawienie materiałów geologicznych, hydrogeologicznych, meteorologicznych, geomechanicznych i hydrograficznych.

Najczęściej spotykanymi sposobami obliczania dopływu wód są:

1. obliczenia na podstawie bilansu,
2. na podstawie wzorów na wielkość dopływu,
3. na podstawie analogii (mniej dokładny).

Stopień zawodnienia złoża w kopalniach czynnych określa się często:

1. Wskaźnikiem zawodnienia k_w , wyrażającym stosunek ilości wody odpompowanej z kopalni w jednostce czasu do ilości wydobytej kopaliny użytecznej w tejże jednostce czasu

$$k_w = \frac{Q}{W} \quad \text{m}^3/\text{T} \quad (6)$$

gdzie

Q — ilość odpompowanej wody w ciągu doby, miesiąca, roku, m^3 ,

W — wydobyte w ciągu dnia, miesiąca, roku, T.

2. Wskaźnikiem q określającym wielkość dopływu wody w odniesieniu do powierzchni poziomej obszaru górniczego kopalni

$$q = \frac{Q_x}{P} \quad \text{m}^3/\text{min} \quad \text{km}^2 \quad (7)$$

gdzie

Q_x — całkowity dopływ wody z rozpatrywanego obszaru (zlewiska), m^3/min ,

P — powierzchnia analizowanego obszaru (zlewiska), km^2 .

3. Przy projektowaniu nowych kopalń można stosować zasadę analogii, ale tylko wtedy, gdy warunki hydrogeologiczne w rozpatrywanym obszarze wykazują duże podobieństwo do warunków panujących w obszarze porównywanym. Wychodzi się przy tym ze wskaźnika zawodnienia k_w lub wielkości dopływu q .

Dla uproszczenia przyjmuje się często prostą proporcjonalność dla wydobywania W_d i powierzchni P . Stąd dopływ w badanym obszarze Q (tablica 8) wyniesie:

$$Q = k_w \cdot W_d \quad \text{m}^3/\text{d} \quad (8)$$

lub

$$Q = q \cdot P \quad \text{m}^3/\text{min} \quad (9)$$

10. Grubość i nachylenie pokładów

Rozmieszczenie poszczególnych pokładów w złożu oraz ich wzajemne położenie wpływają na podział złoża na poziomy, piętra oraz pola wybierania, a więc na wykonanie szkieletu robót udostępniających i przygotowawczych.

Dopływ wód w różnych kopalniach Zagłębi węglowych

Zagłębie	Dopływ wody	
	m ³ /min	m ³ /T
Górnośląskie	0,3 ÷ 24	0,4 ÷ 32
Dolnośląskie	0,6 ÷ 12	1,8 ÷ 10
Ruhry	—	1 ÷ 20
Saary	—	przeciętnie 2,8 ÷ 3,5
Francuskie	0,3 ÷ 5	0,5 ÷ 1
Angielskie	—	przeciętnie 0,5 ÷ 1
Donieckie	—	przeciętnie 2 ÷ 3,5
Kuznieckie	—	przeciętnie 2 ÷ 3,5
Uralskie	do 3	3 ÷ 5
Podmoskiewskie	1 ÷ 2	6,3

Grubość pokładów ma bezpośredni wpływ na stosowany system eksploatacji, a więc i roboty przygotowawcze. Polskie przepisy (PTEKW) dzielą pokłady na 3 grupy;

1. pokłady cienkie do 1,5 m,
2. pokłady średnie 1,5 ÷ 3,5 m,
3. pokłady grube ponad 3,5 m.

Zasadniczym systemem wybierania pokładów cienkich i średniej grubości (PTEKW) jest system ścianowy w następujących odmianach:

1. z pełnym zawalem — pokłady grubości do 2,5 m z łatwo łamiącym się stropem,
2. z częściowym zawalem lub z pasami podsadzkowymi — pokłady grubości do 2 m,
3. z pełną podsadzką suchą.

W pokładach średniej grubości i grubych stosuje się systemy ścianowe i zabierkowe z podsadzką płynną, suchą lub z zawalem.

Jeżeli chodzi o nachylenie pokładów, to przy większych nachyleniach najodpowiedniejsze są systemy zabierkowe poprzeczne.

W pokładach stromych można też stosować systemy ścianowe podłużne, przy czym przodek musi tutaj być ustępliwy, zwykle schodowo-stropowy.

11. Sumaryczna grubość pokładów, wydajność z 1 m² i zasobność

Sumaryczna grubość pokładów. W oparciu o materiały uzyskane z profilów odwierconych otworów, przekrojów przez złożo

oraz materiałów z kopalń sąsiadujących oblicza się sumaryczną grubość pokładów danego obszaru, zdolnych do eksploatacji do głębokości 1000 m (w warunkach polskich).

Dane te służą do wykreślenia znanymi metodami map izolinii sumarycznej grubości pokładów do 1000 m.

Mając sporządzone wyżej wymienione mapy, wydziela się w rozpatrywanych obszarach rejony badawcze, w których oblicza się średnią grubość złoża, jako średnią ważoną grubość złoża według wzoru

$$m_{\text{śr}} = \frac{m_i \cdot P_i}{P_i} \quad \text{m} \quad (10)$$

gdzie P_i oznacza średnią ważoną odpowiednich powierzchni.

Drugim sposobem obliczenia średniej grubości złoża jest tzw. metoda paletki polegająca na tym, że na wykreśloną mapę izolinii grubości złoża nakłada się arkusz papieru (najlepiej kalki milimetrowej) zwany paletką, na której w odpowiedniej skali (zależnej od skali mapy) wycięte są otwory. W otworach robi się punkty, po czym wartości izolinii, na które punkty te trafiają, sumuje się i dzieli przez ilość odczytów na paletce. Dokładność pomiarów zwiększa się przez kilkakrotne powtórzenie opisanej czynności. Suma wartości średnich każdorazowych pomiarów podzielona przez ilość pomiarów daje średnią wartość grubości złoża w badanym obszarze.

Wydajność. Niektórzy autorzy zamiast średnią grubością złoża operują wskaźnikiem wyrażającym ilość węgla w tonach z 1 m² pokładu

$$p = m \cdot \gamma \quad \text{T/m}^2 \quad (11)$$

gdzie

m — grubość pokładu, m,

γ — ciężar objętościowy węgla, T/m³.

Zasobność złoża (z). Innym wskaźnikiem pozwalającym na funkcyjne połączenie wielkości obszaru kopalni z zasobami jest zasobność złoża

$$Z = f(z, P) \quad (12)$$

Wyróżnia się zasobności: bezwzględną oraz względną (zwaną również użyteczną, relatywną lub czystą).

Wskaźnik zasobności złoża (bezwzględnej i względnej) można wyrazić

1. w procentach — %,

2. w tonach na 100 m³ karbonu — T/100 m³,

3. w tonach na 1 m² powierzchni poziomej karbonu — T/m².

Wskaźnikiem bezwzględnej zasobności złoża wyrażonym w % z_1 nazywa się stosunek procentowy sumarycznej grubości po-

kładów zdalnych do eksploatacji ($\sum m_i$) do pionowego zasięgu eksploatacji w karbonie produktywnym ($H - H_0$)

$$z_1 = \frac{100 \cdot \sum m_i}{(H - H_0) \cdot \cos \alpha} \% \quad (13)$$

gdzie

H — maksymalna głębokość eksploatacji, m,

H_0 — grubość nadkładu, m,

α — kąt nachylenia pokładów.

Wskaźnik bezwzględnej zasobności złoża wyrażony w tonach na 100 m³ karbonu produktywnego z_2 przedstawia przeciętną ilość ton zasobów zdalnych do eksploatacji przypadających na 100 m³ objętości karbonu.

$$z_2 = \frac{\gamma \cdot \sum m_i \cdot 100}{(H - H_0) \cdot \cos \alpha} \text{ T/100 m}^3 \text{ karbonu} \quad (14)$$

gdzie γ oznacza ciężar objętościowy węgla, T/m³.

Wskaźnikiem bezwzględnej zasobności złoża wyrażonym w T/m² powierzchni poziomej karbonu z_3 nazywa się ilość ton węgla z pokładów zdalnych do eksploatacji przypadającego na 1 m² powierzchni poziomej karbonu (do określonej głębokości H)

$$z_3 = \frac{\gamma \cdot \sum m_i}{\cos \alpha} \text{ T/m}^2 \quad (15)$$

Zasobność bezwzględna złoża odpowiada zasobom bilansowym powiększonym o zasoby zawarte w filarach ochronnych.

Jeżeli mamy z góry ustalone granice obszaru przyszłej kopalni oraz jej zasoby geologiczne, zasobność bezwzględną w odpowiednich jednostkach (czy procentach) można obliczyć według następujących wzorów

$$z_1 = \frac{100 \cdot Z}{\gamma \cdot P \cdot (H - H_0)} \% \quad (16)$$

$$z_2 = \frac{100 \cdot Z}{P \cdot (H - H_0)} \text{ T/100 m}^3 \text{ karbonu} \quad (17)$$

$$z_3 = \frac{Z}{P} \text{ T/m}^2 \quad (18)$$

gdzie

P — obszar kopalni,

Z — zasoby geologiczne pomniejszone o zasoby pokładów nie zdalnych do eksploatacji.

W projektowaniu interesują nas zasoby przemysłowe netto i dlatego potrzebny jest wskaźnik, który odpowiadałby tym za-

sobom. Jest nim względna zasobność złoża, którą otrzymuje się mnożąc zasobność bezwzględną przez sumaryczny współczynnik wykorzystania złoża (η_{og}). Stąd odpowiednio otrzymuje się

$$z_{u1} = z_1 \cdot \eta_{og} = \frac{\sum m_i}{(H - H_0) \cdot \cos \alpha} \cdot 100 \cdot \eta_{og} \% \quad (19)$$

$$z_{u2} = z_2 \cdot \eta_{og} = \frac{\gamma \cdot \sum m_i}{(H - H_0) \cdot \cos \alpha} \cdot \eta_{og} \text{ T/100 m}^3 \text{ karbonu} \quad (20)$$

$$z_{u3} = z_3 \cdot \eta_{og} = \frac{\gamma \cdot \sum m_i}{\cos \alpha} \cdot \eta_{og} \text{ T/m}^2 \quad (21)$$

Na wysokość sumarycznego współczynnika wykorzystania złoża wpływają następujące pozycje współczynników strat:

- $\eta_1 = 0,15 \div 0,5$ — współczynnik uwzględniający nierównomierność zalegania złoża (zmiana grubości i ciągłości złoża). Jego wielkość ustala się na podstawie przesłanek geologicznych i wyników wierceń;
- $\eta_2 = 0,1 \div 0,2$ — współczynnik uwzględniający straty w filarach ochronnych. Jego wielkość dla poszczególnych obszarów ustala się na podstawie oceny lokalnych warunków powierzchniowych (teren zabudowany lub nie zabudowany), grubości nadkładu oraz warunków naturalnych złoża;
- η_3 — współczynnik uwzględniający straty podziemne (straty eksploatacyjne η'_3 i ogniowe η''_3). Wielkość jego określa się na podstawie doświadczeń istniejących w sąsiednich kopalniach (średnie wartości wykorzystania złoża dla poszczególnych grup pokładów w zależności od η'_3 i η''_3 zestawiono w tabelicy 9);
- η_4 — współczynnik uwzględniający straty przeróbcze. Jego wielkość zależna jest od rodzaju minerałów użytecznych; wynika on z prób technicznych minerału, projektowanego systemu przeróbki oraz danych uzyskanych w kopalniach sąsiednich (średnie wartości η_4 zestawiono w tabelicy 9).

Zatem współczynnik wykorzystania złoża wyniesie

$$\eta_{og} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_3 \cdot \eta_4$$

Wyżej podane sposoby obliczenia zasobności złoża dotyczą pokładów zalegających mniej więcej równomiernie w całej miąższości karbonu. W przypadku gdy pokłady występują w oddzielnych wiązkach, zasobność należy obliczać nie w odniesieniu do całej miąższości karbonu produktywnego, lecz tylko do tej miąższości

**Współczynnik wykorzystania złoża
w poszczególnych warstwach stratygraficznych**

Współczynnik wykorzystania złoża uwzględniający	Warstwy pokładów węgla							
	200	300	400	500	600	700	800	900
Straty eksploatacyjne η_3	0,88	0,86	0,85	0,82	0,9	0,9	0,92	0,92
Straty ogniowe η_3'' . .	0,97	0,97	0,96	0,95	—	—	—	—
Straty podziemne łącz- nie η_3	0,85	0,83	0,81	0,77	0,9	0,9	0,92	0,92
Straty przerobcze η_4 .	0,96	0,96	0,96	0,98	0,85	0,8	0,75	0,75

karbonu, w której zalega dana wiązka pokładów. W takim przypadku przy symbolu zasobności z_1, z_2, z_3 należy zaznaczyć głębokość i miąższość karbonu, dla którego zasobność została obliczona.

12. Gazonośność, samozapalność, pyłowość

Obok omówionych wyżej wskaźników projektantowi potrzebna jest również znajomość własności samozapalnych, gazonośności oraz pyłowości węgla w rozpatrywanym obszarze. W tym celu prowadzi się specjalne badania terenowe i laboratoryjne oraz odpowiednie obserwacje.

Często używanym wskaźnikiem charakteryzującym gazonośność złoża jest wskaźnik gazonośności S , który daje ilość gazu zawartego w jednostce ciężaru lub objętości złoża, albo skał otaczających złoża

$$S = \frac{V_g}{Z} \quad \text{m}^3/\text{T} \text{ lub } \text{m}^3/\text{m}^3 \quad (22)$$

gdzie

V_g — ogólna ilość gazu w analizowanym obszarze, m^3 ,
 Z — zasoby, T lub m^3 .

Gazy mogą występować w dwóch postaciach:

1. gazu wolnego wypełniającego szczeliny i pory w skałach (złożu),
2. gazu adsorbowanego, tj. pochłoniętego przez substancję złoża oraz zagęszczonego na powierzchni cząsteczek złoża.

Mając dane dotyczące porowatości złoża oraz skał towarzyszących, można orientacyjnie obliczyć ilość gazu znajdującego się

w złożu w stanie wolnym. Do obliczeń przyjmuje się, że ilość gazu adsorbowanego jest 100 do 150 razy większa niż obliczona ilość gazu wolnego. Sumując otrzymane wyniki, otrzymuje się w przybliżeniu wartość V_g . Ponieważ ilość wydzielanego gazu przypadająca na jednostkę ciężaru lub objętości zasobów albo skały w miarę postępowania eksploatacji w dół zmienia się, wskaźnik gazowości S należy obliczać zawsze dla określonej głębokości.

W myśl przepisów (PTEKW) kopalnie pod względem zagrożenia gazowego dzieli się na: niegazowe, częściowo gazowe i gazowe. Do kopalń częściowo gazowych zalicza się kopalnie, w których chociażby w jednym pokładzie lub jego części istnieje możliwość lub stwierdzono naturalne wydzielanie się metanu lub innych gazów. Do kopalń gazowych zalicza się kopalnie, w których co najmniej 50% wydobywania otrzymuje się z pokładów gazowych.

Jeżeli chodzi o sposoby określania skłonności węgla do *samozapalenia*, praktyka wykazała, że nie jest wystarczający wskaźnik samozapalności, wyznaczony laboratoryjnie na podstawie pobranych próbek, nie uwzględnia się bowiem przy tym warunków zalegania oraz sposobu prowadzenia eksploatacji w pokładzie.

Dlatego obecnie dodatkowo należy posługiwać się:

1. empirycznym wskaźnikiem zagrożenia pożarowego pokładów (wskaźnik pożarowości z powodu samozapalenia PS), który opiera się na laboratoryjnym wskaźniku samozapalności SZ^b i uwzględnia liczbowo warunki górnicze (wskaźnik opracowany przez zespół pracowników GIG),
2. wskaźnikiem samozapalności, wyznaczonym metodą perhydrołową. Wskaźnik ten opiera się na różnicy kinetyki reakcji zachodzącej w układzie węgiel kamienny — wodny roztwór H_2O_2 dla węgli skłonnych i niesłonnych do samozapalenia. Przy badaniu węgla z tego samego pokładu i tej samej kopalni może on być również wskaźnikiem stopnia gotowości węgla do samozapalenia.

Wskaźniki samozapalności węgla określone metodą perhydrołową zestawiono w tablicy 10.

Pyłowość jest zjawiskiem towarzyszącym eksploatacji i dlatego uwzględnianie jej w projektowaniu ma również swoje uzasadnienie. PTEKW zaliczają do pokładów niebezpiecznych pod względem wybuchu pyłu węglowego wszystkie pokłady węgla, w których za pomocą analizy chemicznej stwierdzono powyżej 12% części lotnych w odniesieniu do węgla suchego i bezpopiołowego. Za pył węglowy bezpieczny, a należący do pokładów niebezpiecznych, uważa się pył całkowicie pozbawiony lotności przez wilgoć.

Niebezpieczne pod względem wybuchu pyłu węglowego pokłady węgla lub ich części dzieli się na dwie klasy A i B.

Do klasy A zalicza się te pokłady lub ich części, w których nie ma stref z niebezpiecznym pyłem węglowym lub są bardzo małe.

Do klasy B zalicza się te pokłady lub ich części, w których zasięg stref z niebezpiecznym pyłem węglowym jest duży, a rozmieszczenie tych stref jest takie, że w razie wybuchu zasięg jego byłby duży (PTEKW).

Tak więc w projektowaniu pyłowość należy uwzględniać i w tym celu przewidzieć odpowiednie środki ochronne do zwalczania niebezpieczeństwa wybuchu pyłu węglowego.

Tablica 10

Wskaźniki samozapalności węgla określone metodą perhydrołową

Stopień samozapalności	T_{max} °C	t_{max} min	$t_{50 \div 90^\circ}$ min
Węgle bardzo skłonne do samozapalenia	≥ 90	≤ 40	$\leq 2,5$
Węgle niesklonne do samozapalenia	≤ 90	≥ 75	≥ 6
Węgle mało skłonne do samozapalenia	≤ 90	$40 < t < 75$	2,5 a dla $< t_{50 \div 90^\circ} < 6$

Oznaczenia:

T_{max} — końcowa temperatura roztworu węgiel + H_2O_2 ,

t_{max} — czas potrzebny do wzrostu temperatury końcowej roztworu,

$t_{50 \div 90^\circ}$ — czas potrzebny do wzrostu temperatury roztworu w przedziale od $50 \div 90^\circ$.

13. Jakość i typy węgla

Węgiel jest produktem o różnych własnościach chemicznych i fizycznych, które czynią go przydatnym do różnego rodzaju celów. Stąd pochodzi nierozzerwalny związek zapotrzebowania węgla ze stanem i rozwojem całej gospodarki narodowej, jak również możliwość racjonalnego i oszczędnego wykorzystania tego paliwa.

Polskie normy dzielą węgiel na szereg typów i klas o określonych własnościach.

Klasyfikacja ta opiera się na stopniu uwęglenia zawartości części lotnych, zawartości popiołu, spiekalności, rozprężności i parametrach plastometrycznych (tablica 11).

Typ węgla ma bezpośredni wpływ na bilansowość pokładów, których grubość maleje przy odpowiednio wyższych typach węgla.

Klasyfikacja węgla kamiennego według PN-54/G.97002
Typy węgla

T a b l i c a 11

Typ węgla		Ogólna charakterystyka	Przykłady zastosowania
nazwa	wskaźnik klasy		
Węgiel płomienny	31	Wysoka zawartość części lotnych; brak lub bardzo słaba zdolność spiekania, długi, silnie świecący płomień	Paleniska przemysłowe, generatory, parowozy, opał domowy
Węgiel gazowo-płomienny	32	Wysoka zawartość części lotnych; słaba lub średnia zdolność spiekania; brak rozprężności, wysoka wydajność prąsmoły	Paleniska przemysłowe, parowozy wytłewanie (półkokowanie), uwodornianie, opał domowy
Węgiel gazowy	33	Duża zawartość części lotnych, średnia zdolność spiekania; słabe ciśnienie rozprężania, duża wydajność smoły i gazu	Gazownictwo, kokownictwo, wytłewanie (piece przeponowe)
Węgiel gazowo-kokсовy	34	Duża zawartość części lotnych, wysoka zdolność spiekania, średnie ciśnienie rozprężania, duża wydajność smoły i gazu	Gazownictwo, kokownictwo
Węgiel ortokokсовy	35	Typowy węgiel kokсовy o średniej zawartości części lotnych, wysoka zdolność spiekania, duże ciśnienie rozprężania	Produkcja koksu metalurgicznego
Węgiel metakokсовy	36	Średnia zawartość części lotnych; średnia zdolność spiekania; duże ciśnienie rozprężania	Produkcja koksu odlewniczego
Węgiel semikokсовy	37	Średnia zawartość części lotnych; słaba zdolność spiekania; średnie ciśnienie rozprężania	W kokownictwie jako dodatek odchudzający
Węgiel antracytowy	41	Miała zawartość części lotnych; zupełny brak zdolności spiekania	Paliwo specjalne
Antracyt	42	Bardzo niska zawartość części lotnych, zupełny brak zdolności spiekania	Paliwo specjalne

14. Wskaźniki techniczno-górnice

Wskaźnik natężenia eksploatacji φ

Przez natężenie eksploatacji φ rozumie się ilość ton wydobycia dziennego, którą osiąga się z 1 km² powierzchni obszaru kopalnianego

$$\varphi = \frac{W_d}{P} \quad \text{T/km}^2/\text{dobę} \quad (23)$$

gdzie

W_d — wydobycie kopalni, T/dobę,

P — powierzchnia obszaru kopalni, km²,

Wzorem tym określa się natężenie eksploatacji, gdy znane jest wydobycie i obszar kopalni. Przy projektowaniu nowych kopalń, gdy nie są znane wielkość wydobycia i obszar kopalni, wskaźnik natężenia eksploatacji można wyznaczyć:

I. Na podstawie zasobności użytecznej złoża z_{u3} T/m² i przyjętego czasu istnienia kopalni T_k .

Ponieważ zasoby na 1 km² powierzchni obszaru kopalni wynoszą $Z = 10^6 \cdot z_{u3}$, to natężenie eksploatacji przy 300 dniach produkcyjnych w roku otrzyma się z wzoru

$$\varphi = \frac{10^6 \cdot z_{u3}}{300 \cdot T_k} \quad \text{T/km}^2/\text{dobę} \quad (24)$$

II. Na podstawie przyjętego systemu wybierania i możliwości rozłożenia frontu górniczego w obszarze P .

W tym celu określa się przy przyjętym systemie wybierania ilość przodków mogących być jednocześnie w pracy oraz ustala się kolejność i szybkość wybierania tych przodków.

Wskaźnik natężenia eksploatacji dla jednego systemu eksploatacji daje wzór

$$\varphi = n_o \cdot n_p \cdot \frac{\gamma \cdot \eta \cdot h_s \cdot C_s \cdot a}{P} \quad \text{T/km}^2/\text{dobę} \quad (25)$$

gdzie

n_o i n_p — ilość oddziałów produkcyjnych i ilość jednocześnie czynnych przodków w oddziale,

γ — ciężar objętościowy kopaliny w złożu, T/m³

η — współczynnik czystości wybierania,

h_s , a , C_s — wysokość, szerokość oraz postęp przodku w ciągu doby,

P — powierzchnia obszaru kopalni.

Metoda ta pomimo pozornych zalet, tj. możliwości określenia wielkości φ dla każdego systemu wybierania z osobna oraz możliwości

uwzględnienia we wzorze ważniejszych czynników zarówno geologicznych, jak i techniczno-organizacyjnych, w zastosowaniu praktycznym jest bardzo pracochłonna, a wynik zależy od doświadczenia i rozłożenia frontu górniczego przez projektanta.

III. Wskaźnik natężenia eksploatacji można również wyznaczyć statystycznie. Doświadczenia osiągnięte w czynnych kopalniach pozwalają na ustalenie realnych i charakterystycznych dla danych warunków wartości natężenia eksploatacji φ .

Jeżeli praca w kopalni prowadzona jest w sposób właściwy, a intensywność eksploatacji nie obniżyła się z jakichś specjalnych powodów i nie była forsowana za pomocą specjalnych środków, to osiągane natężenie eksploatacji φ można przyjmować w zbliżonych warunkach jako osiągalne również w innej projektowanej kopalni. Ze względu na wygodę i łatwość obliczania statystyczny sposób ustalania natężenia eksploatacji rozpowszechnił się szeroko w praktyce. Dane uzyskane z analizy wskaźnika eksploatacji φ w istniejących kopalniach wykazują, że:

1. przy jednakowym systemie wybierania i jednakowym typie złoży wielkość φ waha się w dużych granicach,
2. wielkości φ przy jednakowym typie złoży dla większości systemów wybierania pokrywają się wzajemnie,
3. wielkość φ zależy głównie od czynników górniczo-technicznych i górniczo-geologicznych, a w szczególności od:
 - a. grubości złoży (w miarę wzrostu grubości pokładu przy identycznych pozostałych warunkach, a w tym przy jednakowym systemie wybierania, wielkość φ obniża się),
 - b. kąta nachylenia złoży (w miarę wzrostu kąta nachylenia pokładów wzrasta φ),
 - c. wielkości obszarów górniczych kopalń, ilości szybów otwierających dostęp do złoży i warunków otwarcia dostępu (czynniki te mogą wpływać dodatnio lub ujemnie na wielkość φ),
 - d. ilości poziomów jednocześnie wybieranych (doświadczenie wykazuje, że najintensywniejszy średni wskaźnik natężenia eksploatacji φ , rzędu do 2000 T/km²/dobę, osiąga się przy eksploatacji wielopoziomowej).

Podany przegląd podstawowych czynników, wywierających duży wpływ na wielkość wskaźnika natężenia eksploatacji wykazuje, że przy ustalaniu jego wielkości dla nowoprojektowanych kopalń metodą statystyczną należy zachować dużo ostrożności oraz bardzo szczegółowo analizować wyniki otrzymane tą drogą.

Średnie wartości natężenia eksploatacji φ w T/km²/dobę przy eksploatacji jednopoziomowej i wybieraniu poziomu jedno- lub dwuskrzydłowo podano niżej. Przy udostępnianiu złoży w struk-

turze kamiennej (przekop kierunkowy, przekopy polowe), istnieje możliwość rozwinięcia w poziomie kilku niezależnych frontów wybierania. Prowadząc równoczesną eksploatację kilku partii złoża możliwe jest osiągnięcie natężenia eksploatacji rzędu do 2000 T/km²/dobę.

Spotykane wartości natężenia eksploatacji φ T/km²/dobę przy eksploatacji jednopoziomowej jedno- lub dwuskrzydłowej są następujące:

- $\varphi \cong 300$ T/km² — natężenie słabe (mała koncentracja robót)
- $\varphi \cong 500$ T/km² — natężenie średnie (średnia koncentracja robót)
- $\varphi \cong 800$ T/km² — natężenie silne (duża koncentracja robót).

Wykorzystanie frontu eksploatacyjnego ε oraz wydobywanie a z przodku wybierania

Parametr ε przedstawia ilość ton dziennej produkcji przypadającej na 1 m długości boku prostokąta (metoda Ajdukiewicza) obszaru eksploatacyjnego, prostopadłego do ogólnego kierunku wybierania.

Niektórzy autorzy (Zwiagin) w swoich obliczeniach posługują się przeciętnym miesięcznym wydobywaniem a z przodku, które wpływa na określenie optymalnego wydobywania kosztu oraz okresu eksploatacji. Oba parametry zostaną dokładnie omówione w rozdziale następnym.

III. PROJEKTOWANIE OPTYMALNEJ WIELKOŚCI KOPALNI

Metody wyznaczania optymalnej wielkości kopalni dążą do określenia parametrów charakteryzujących wielkość kopalni (wydobycie, obszar, zasoby, czas trwania) dla różnorodnych czynników naturalnych oraz różnych warunków techniczno-górnich, w których będzie prowadzona działalność produkcyjna.

Ażeby ująć w ciągłe zależności funkcyjne wpływy zmiennych czynników naturalnych złoża i technicznych produkcji na kształtowanie się parametrów optymalnej wielkości kopalni dla przyjętych kryteriów techniczno-ekonomicznych, należy wprowadzić dla całego obszaru górniczego kopalni pewne uproszczone założenia, które byłyby średnimi warunkami naturalnymi złoża i średnimi warunkami technicznymi prowadzenia eksploatacji.

Te uproszczenia i uogólnienia pozwalają na stosowanie metod analitycznych, jak również określają zakresy porównywalności poszczególnych kopalń ze względu na podstawowe założenia.

Wszystkie metody określania optymalnej wielkości kopalni można ująć z uwagi na sposób rozwiązywania w cztery podstawowe grupy:

1. metody statystyczne (empiryczne),
2. metody wariantów,
3. metody normatywne,
4. metody analityczne.

Wyżej wymienione metody, z wyjątkiem normatywnej, wychodząc z ustalonych warunków naturalnych złoża oraz przyjętych warunków techniki górniczej (głównie modelu kopalni), ustalają parametry optymalnej wielkości kopalni w oparciu o kryterium minimum kosztów eksploatacji 1 T węgla (kryteria techniczno-ekonomiczne). Metody normatywne opierają się tylko na kryteriach technicznych.

Rozwiązanie zagadnienia optymalnej wielkości kopalni jest o wiele prostsze dla tzw. złóż ograniczonych niż w przypadku rozpatrywania złóż nieograniczonych.

Przez złożo ograniczone należy rozumieć takie złożo, którego zasoby w określonym obszarze górniczym zezwalają na założenie jednej kopalni. Podstawą do zakwalifikowania złoża do grupy

złóż ograniczonych jest porównanie jego zasobów (równe lub mniejsze) z wyznaczonymi zasobami dla optymalnych wielkości wydobycia i obszaru eksploatacji w przypadku złoża nieograniczonego o podobnych lub identycznych warunkach naturalno-geologicznych.

Rozwiązanie zagadnienia dla złóż ograniczonych (zasoby są znane) sprowadza się do określenia optymalnej wielkości wydobycia i okresu eksploatacji kopalni.

Złoże nieograniczone wymaga równoczesnego wyznaczenia optymalnych wielkości: wydobycia dziennego, obszaru kopalni, zasobów i okresu eksploatacji kopalni.

15. Metody statystyczne

Metoda statystyczna polega na ustaleniu zależności kosztów eksploatacji od wielkości kopalń w oparciu o dane statystyczne czynnych lub projektowanych kopalń. Za najcharakterystyczniejszą pracę opartą na metodzie statystycznej należy uznać „Analityczny kurs górnictwa” B. I. Bokija. Autor rozpatruje w nim problemy dotyczące wysokości wydobycia i okresów eksploatacji kopalń. W oparciu o rozważania ekonomiczne dochodzi do wniosku, że wybór tego czy innego wariantu zależy od jego rentowności. Omawiając z kolei zagadnienie nakładów inwestycyjnych dla kopalń węgla, B. I. Bokij wskazuje na konieczność przyjmowania takiego wydobycia dziennego i obszaru kopalni, aby do czasu wydobycia całkowitych zasobów minerału użytecznego nakłady inwestycyjne zostały w pełni zamortyzowane.

Wychodząc z założenia, że całkowity koszt własny wydobycia 1 T węgla składa się z kosztów ruchu i amortyzacji nakładów inwestycyjnych, B. I. Bokij szuka takich wielkości produkcyjnych kopalni, przy których zysk kopalni ze sprzedaży wydobywanego węgla byłby największy

$$P = Z [u_k - (k_r + k_a)] \quad (26)$$

gdzie

- P — zysk przedsiębiorstwa w całym okresie eksploatacji,
- Z — całkowite wydobyte zasoby węgla,
- u_k — sprzedażna cena jednostkowa węgla,
- k_r — koszt własny ruchu,
- k_a — amortyzacja nakładów inwestycyjnych.

Przy tym B. I. Bokij uważa, że Z zależą od okresu eksploatacyjnego kopalni, u_k — od warunków panujących na rynku, k_r — od zdolności produkcyjnej kopalni i racjonalnego prowadzenia robót górniczych, k_a — od warunków geologicznych złoża i zdolno-

ści produkcyjnej kopalni. Opierając się na danych statystycznych pracy kopalń w Zagłębiu Donieckim przed rewolucją, na prawidłowości zmian wielkości nakładów inwestycyjnych i kosztów wydobywania węgla w zależności od rocznej zdolności produkcyjnej kopalni oraz uwzględniając amortyzację z procentem złożonym, B. I. Bokij określił taką wielkość rocznej zdolności produkcyjnej kopalni, przy której zagwarantowany jest największy dochód przedsiębiorstwa. Z pracy B. I. Bokija wynika, że nakłady inwestycyjne obciążające tonę wydobywania wzrastają proporcjonalnie do wzrostu wydobywania kopalni. Błąd ten tłumaczy się tym, że w pracach swych Bokij posilkował się materiałami statystycznymi pochodzącymi z kopalń, prowadzonych w różnych warunkach technicznych i geologicznych, które nie są z sobą porównywalne.

16. Metoda wariantów

W metodzie wariantów dla określonych warunków geologicznych optymalną zdolność produkcyjną i wielkość obszaru kopalni ustala się rachunkowo przez porównanie wskaźników ekonomicznych dla założonych wariantów wydobywania i podwariantów wielkości obszaru kopalni i zasobów. Podstawowym kryterium ustalenia optymalnej zdolności produkcyjnej i wielkości obszaru kopalni jest osiągnięcie minimalnego kosztu własnego wydobywania 1 T kopalin.

W latach 1929 — 1930 zespół Władymirskiego (ZSRR) opracował 16 000 wariantów wielkości kopalń dla warunków donieckich. Praca ta ma zasadnicze znaczenie; udowodniła ona, że zależność między wielkością wydobywania a elementami kosztów wyraża się funkcją ciągłą, co pozwala na stosowanie analizy matematycznej dla badań optymalnej wielkości kopalń.

Obliczenie nakładów inwestycyjnych i kosztów ruchomych przeprowadzono w dziesięciu grupach:

1. budowa kopalni i osiedli mieszkaniowych (górnice roboty podstawowe, budowle techniczne, gospodarcze i urządzenia),
2. ciągnięcie szybami,
3. odwadnianie,
4. transport dołowy,
5. wentylacja,
6. wykonanie i utrzymanie wyrobisk przygotowawczych,
7. wydatki ogólnokopalniane,
8. obudowa i odstawa,
9. wzbogacanie,
10. oprocentowanie nakładów pieniężnych.

Obliczenia te wykonano dla następujących wariantów:

1. zdolność produkcyjna roczna 100 do 2000 T — 11 wariantów,
2. okres trwania kopalni 15 do 30 lat — 4 warianty,
3. głębokość eksploatacji 200 do 1000 m — 5 wariantów,
4. nachylenie pokładów 5 do 30° — 3 warianty.

W tablicach, w których zestawiono wyniki, wyprowadzono wskaźniki dla 16 000 wariantów. Dane obliczeniowe przedstawione są w postaci wykresów ilustrujących zmiany dowolnej pozycji wydatków i kosztu własnego 1 T węgla w zależności od wydobycia rocznego, zasobów, wielkości obszaru kopalni, głębokości zalegania eksploatowanych pokładów i ich kąta nachylenia. Na podstawie obliczeń wykonanych metodą wariantów przekonano się, że pomiędzy roczną zdolnością produkcyjną kopalń, a wielkością nakładów inwestycyjnych i kosztami produkcji istnieje stale utrzymująca się matematyczna zależność.

Ze zbadanych 16 000 wariantów wynika, że zależność k między kosztem własnym 1 T a wielkością wydobycia rocznego W_r można przedstawić równaniem

$$k = C_1 + C_2 \cdot \sqrt{W_r} + \frac{C_3}{\sqrt{W_r}} \quad (27)$$

gdzie C_1, C_2, C_3 — współczynniki ilościowe zależne od warunków górniczo-technicznych danego złoża, jego grubości, nachylenia, głębokości eksploatacji, gazowości i okresu trwania kopalni.

Ustalona zależność jest słuszna dla obszarów nieograniczonych.

Dla złóż rudnych na obszarach ograniczonych zależność matematyczną dla metody wariantów wyprowadził Agoszko (ZSRR). Przybiera ona następującą ogólną postać

$$k = C'_1 \cdot W_r + \frac{C'_2}{W_r} + C'_3 \quad (28)$$

gdzie C'_1, C'_2, C'_3 — współczynniki.

17. Metody normatywne

Metoda Řimana

A. Řiman w pracy pt. Optymalna wielkość kopalni węgla kamiennego podaje metodę projektowania wielkości wydobycia dziennego i obszaru kopalni. Ma ona charakter normatywny.

Rozpatrując optymalną wielkość kopalni A. Řiman analizuje

1. warunki naturalne złoża, do których zalicza: względną zasobność złoża w %, budowę tektoniczną złoża, jego gazowość, pyłowość i skłonność do samozapalenia węgla;

2. czynniki narzucone przez przepisy górnicze, tj. przepisy dotyczące ustawowego czasu pracy oraz przewietrzania kopalń;
3. czynniki częściowo dobieralne, do których zalicza stan techniki, przekroje wyrobisk, dzienną zdolność produkcyjną kopalni oraz czas trwania poziomu.

Czynniki te, według Řimana, mają decydujący wpływ na wielkość obszaru kopalnianego. Można je podzielić na:

1. Czynniki stałe (niezmienne), do których zalicza się zasobność złoża, strukturę, gazoność oraz przepisy dotyczące ustawowego czasu pracy i przewietrzania.
2. Czynniki dobieralne, tj. stan techniki, przekroje wyrobisk, wydobywanie dziennie oraz czas trwania poziomu.
3. Parametry wynikowe.

Wpływ poszczególnych czynników na wielkość kopalni przedstawia się, według Řimana, następująco:

Efektywny czas pracy załogi.

1. Zjazd i wyjazd szybami. Zawsze wzrasta obszar kopalnianego towarzyszy wzrost ilości załogi zjeżdżającej i wyjeżdżającej szybem; jednocześnie przedłuża się czas potrzebny załodze na dojeżdżenie i powrót z miejsca pracy. Te dwa czynniki mają bezpośredni wpływ na czas przebywania ludzi w miejscu pracy, a więc na efektywny czas ich pracy. Dla przeprowadzenia analizy Řiman zakłada, że efektywny czas pracy nie powinien trwać krócej jak 390 min przy ośmiogodzinnym ustawowym czasie pracy.

Z tego założenia Řiman wyciąga wniosek, że jeżeli czas zjazdu i wyjazdu oraz czas dojeżdżenia i powrotu z przodków trwa dłużej niż 90 min, to w wyniku efektywny czas pracy będzie krótszy niż 390 min; zatem trzeba będzie albo zmniejszyć ilość załogi, co pociągnie za sobą obniżenie wydobywania, albo podnieść wydajność.

Dla potwierdzenia swej tezy Řiman przeprowadza obliczenia dla kopalni z dwoma urządzeniami wyciągowymi o dobowej zdolności wydobywczej:

- a. $W_d = 4000 \text{ T}$; na jedno urządzenie przypada 2000 T,
- b. $W_d = 6000 \text{ T}$; na jedno urządzenie przypada 3000 T.

Przyjmując różne wydajności dołowe Řiman oblicza ilość robotników niezbędnych dla uzyskania wydobywania 3000 T (punkt b.), po czym obliczone robotnikodniówki dzieli na poszczególne zmiany (tablica 12).

Obliczenia czasu potrzebnego na zjazd załogi szybem Řiman przeprowadza dla szybu:

- a. głębokości 450 m przy prędkości jazdy ludzi 8 m/sek, klatką czteropiętrową, mieszczącą 64 ludzi, przy wydobywaniu 3000 T/d.

Tablica 12

**Załoga dołowa poszczególnych zmian w kopalni o wydobywaniu 3000 T/d
w zależności od wydajności dołowej**

Wydajność dołowa T/rob.dn	Ilość rob.dn			
	Ogółem	w tym na zmianie		
		I	II	III
1,5	2000	800	800	400
2,0	1500	600	600	300
2,5	1200	480	480	240
3,0	1000	400	400	200

b. głębokości 900 m przy prędkości jazdy ludzi 10 m/sek klatką czteropiętrową, mieszczącą 64 ludzi przy wydobywaniu 2000 T/d.

Řiman zakłada, iż czas zjazdu załogi nie powinien przekraczać 900 sek; obliczenie przeprowadza dla wydajności 1,5 T/rob.dn (patrz tablica 12).

Dla szybu 450 m głębokości:

Ilość ludzi na najliczniejszej zmianie 800 ludzi

Na jeden zjazd trzeba $450 : 8$ 56 sek

Czas wejścia i wyjścia z klatki
(przyjęto) 60 sek

Czas potrzebny na jeden zjazd 116 sek

Aby opuścić całą załogę, trzeba $800 : 64$ 13 zjazd

Czas zjazdu całej załogi wyniesie więc
 $13 \cdot 116 : 60$ 25 min

przy założeniu Řimana, że zjazd nie może
trwać dłużej jak 900 sek,

ilość ludzi, których można w tym czasie opuścić
wyniesie $(900 : 116) \cdot 64$ 512 ludzi

Wtedy maksymalna załoga dla trzech zmian wy-
niesie

$512 + 512 + 256$ ludzi 1280 ludzi

Taka załoga może dać $1280 \cdot 1,5$ 1920 T

Aby osiągnąć wydobywanie 3000 T/d, wydajność
musiałaby wynosić $3000 : 1280$ 2,35 T/rob.dn.

Ten typ kopalń Řiman zaleca przy względnej zasobności złoża
2 do 4%.

Dla szybu 900 m głębokości otrzymuje się następujące wyniki:

Jeden zjazd trwa $900 : 10$ 90 sek

Czas wejścia i wyjścia ludzi 60 sek

Całkowity czas jednego zjazdu 150 sek

Zakładając czas jazdy klatki z ludźmi 150 sek liczba ludzi zjeżdżających w ciągu 1 zmiany wyniesie

$(900 : 150) \cdot 64$ 384 ludzi

Cała załoga trzech zmian wyniesie

$384 + 384 + 192$ ludzi 960 ludzi

Załoga ta, aby dać żądane wydobywanie 2000 T/d

musi osiągnąć wydajność $2000 : 960$ 2,08 T/rob.dni.

Ten typ kopalni zaleca Řiman stosować przy małej względnej zasobności złoża około 1% i przy dużych głębokościach eksploatacji.

Przytoczone przykłady pozwalają na ustalenie związku między efektywnym czasem pracy, a czasem zjazdu i wyjazdu załogi; pozwalają również stwierdzić istniejącą zależność między czasem zjazdu i wyjazdu załogi a wydobywaniem kopalni.

W wyniku przeprowadzonej analizy Řiman dochodzi do wniosku, że z uwagi na efektywny czas pracy załogi należy przy zasobności względnej złoża do 2,5% przyjmować na jedno urządzenie wyciągowe wydobywanie 3000 do 3500 T/d.

2. Przewóz ludzi. Dla orientacyjnego wyliczenia czasu przewozu załogi Řiman zakłada, że

a. szyb służący do zjazdu załogi zgłębiony jest w środku obszaru kopalnianego,

b. prędkość jazdy pociągu wynosi 5 m/sek (18 km/godz),

c. pociąg zabiera jednorazowo 64 ludzi (obsada klatki),

d. obszar górniczy kopalni wynosi $4 \cdot 4$ km² (1600 ha) i $6 \cdot 6$ km² (3600 ha).

Dla obszaru $4 \cdot 4$ km² czas przewozu ludzi wyniesie $2000 : 5 = 400$ sek 7 min

Dla obszaru $6 \cdot 6$ km² czas przewozu

ludzi — $3000 : 5 = 600$ sek 10 min

3. Dojście do przodków (przejazd szybikiem i dojście chodnikiem).

Řiman zakłada, że

a. maksymalna obsada oddziału wynosi 110 ludzi,

b. głębokość szybiku 50 m,

c. odległość szybików od przodków wynosi przeciętnie 500 m,

d. szybkość jazdy szybikiem wynosi 2,5 m/sek,

e. wejście i wyjście z klatki trwa 15 sek,

f. klatka mieści 8 ludzi.

Z obliczeń otrzymuje się:

czas jednego zjazdu $(50 : 2,5) + 15$ 35 sek

liczba zjazdów $110 : 8$ 14

całkowity czas zjazdu $14 \cdot 35$ 8 min 10 sek

czas przejścia od szybików do przodków 7 min 30 sek

Sumując — obliczone wyniki otrzymujemy:

Zjazd szybem (przy założeniu Řimana 900 sek)	15 min
Jazda przecznicą	7 do 10 min
Jazda szybikiem	8 min 10 sek
Dojście do przodków	7 min 30 sek

Razem 37 min 40 sek — 40 min 40 sek

Uwzględniając drogę powrotną i inne straty czasu, możemy przyjąć, że czas zużyty na dojście i powrót z miejsca pracy wyniesie około 90 min. Stanowi to 20% całkowitego czasu pracy i odpowiada maksymalnej wielkości obszaru górniczego, wynoszącego około 25 km².

Przewietrzanie. Przy projektowaniu nowych zakładów górniczych należy szczególnie uwagę zwrócić na zagadnienie przewietrzania. Ze zwiększeniem wydobywania, zwiększa się ilość ludzi a tym samym ilość doprowadzanego powietrza. W kopalniach niegazowych ilość powietrza zwiększa się proporcjonalnie do ilości zatrudnionych; w kopalniach gazowych ilość powietrza nie jest proporcjonalna do ilości zatrudnionych, lecz zależy głównie od ilości wydzielającego się metanu, który w prądzie powietrza zużytego musi być rozcieńczony do maksimum 0,5%.

W celu określenia potrzebnej ilości powietrza dla nowoprojektowanej kopalni Řiman analizuje:

1. ilość metanu (CH₄), mogącą wydzielić się z nowozakładanego poziomu,
2. ilość powietrza potrzebną do rozcieńczenia metanu do 0,5%,
3. przekrój dróg wentylacyjnych,
4. ilość szybów wentylacyjnych.

Z postępowaniem otwierania pola zwiększa się ilość gazów wydzielających się ze skał otaczających. W czasie długoletnich badań Řiman ustalił, że w okręgu ostrawskim z 1 m³ skał wydzielają się 4,83 m³ CH₄.

Z 1 ha powierzchni przy stumetrowej wysokości poziomu wydzieli się ze skał zalegających w poziomie

$$10\,000 \cdot 100 \cdot 4,84 \quad \quad \quad 4\,840\,000 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$$

Zakładając że na 1 szyb wentylacyjny przypada obszar o powierzchni 250 ha i że czas trwania poziomu obliczony jest na 30 lat, wypływ CH₄ ze skał poziomu wyniesie w ciągu roku

$$\frac{4\,840\,000 \cdot 250}{30} = 40\,250\,000 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{rok}$$

Dzienny i minutowy wypływ CH₄ z poziomu wyniesie (365 dni)

$$\frac{40\,250\,000}{365} \sim 110\,000 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{dn}$$

$$\frac{110\,000}{24 \cdot 60} \sim 76,3 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{min}$$

Niezbędna ilość powietrza dla rozcieńczenia CH_4 do zawartości 0,5% wyniesie

$$\frac{76,3}{0,5} \cdot 100 \approx 15\,260 \text{ m}^3/\text{min}$$

Jeżeli kopalnia wydobywa 3000 T dziennie przy wydajności dołowej 2,3 T/rob.dn, ilość zatrudnionych na dole wyniesie 1300 robotników, wtedy na każdego zatrudnionego przypada 15 260 : 1300 $\approx 11,7$ m³/min, tzn. więcej niż wymagana przez przepisy ilość powietrza w kopalniach gazowych.

Jeżeli średnie rozcieńczenie CH_4 zechcemy doprowadzić do 0,75%, to ilość potrzebnego powietrza wyniesie 10 000 m³/min.

Przyjmując dopuszczalną prędkość powietrza w wyrobiskach równą 6 m/sek, możemy ustalić przekrój dróg wentylacyjnych jak następuje:

dla rozcieńczenia metanu do 0,5%

$$S = \frac{15\,260}{6 \cdot 60} \approx 42 \text{ m}^2$$

dla rozcieńczenia metanu do 0,75%

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

Takie wyrobiska należy prowadzić jako podwójne.

Na podstawie powyższych rozważań Řiman dochodzi do wniosku, że jeden szyb wentylacyjny powinien przypadać na 200 do 300 ha, otwór równoznaczny powinien wynosić 2 do 3 m², depresja $h = 200$ mm słupa wody, a ilość powietrza przypadająca na 1 szyb — 4000 do 6000 m³/min.

Wyniki analizy przewietrzania podaje Řiman w formie wykresu na rys. 3.

Na rysunku tym w ćwiartce I pokazano zależność pomiędzy wydobyciem, wydajnością dołową i ilością zatrudnionych ludzi. W ćwiartce II uwidocznił się związek między wydobyciem, wydzielającą się ilością metanu w ciągu 24 godz i potrzebną ilością powietrza dla rozcieńczenia metanu do 0,5% oraz ilością szybów wentylacyjnych. W ćwiartce III przedstawiono zależność pomiędzy trwaniem poziomu w latach, zasobnością złoża z_{u1} i natężeniem wydobywania φ . W ćwiartce IV podano zależność między natężeniem wydobywania φ , ilością CH_4/T wydobywania a występowaniem gazu z 1 ha.

Korzystając z podanego wykresu, znając czas trwania poziomu, zasobność, gazoność złoża i natężenie eksploatacji, wyznacza się pozostałe parametry charakteryzujące przewietrzanie kopalni.

Promień działania środków transportowych. Czynniki ten ma praktyczne znaczenie przy zastosowaniu lokomotyw o napędzie powietrznym. Ograniczają one obszar kopalni do 900 ha (przy założeniu centralnego położenia szybu). Promień działania elektrowozów kontaktowych lub akumulatorowych praktycznie nie ogranicza wielkości obszaru eksploatacji.

Zdolność wydobywcza szybów. Řiman stawia tezę, że starych kopalń nie należy rekonstruować dla wydobywania mniejszego niż 2500 T dziennie. Kopalnia powinna być wyposażona w dwa wyciągi; jeden główny i jeden pomocniczo-rezerwowy. Nowe kopalnie o wydobywaniu 6000 do 7000 T/dz powinny być wyposażone w dwa urządzenia wyciągowe główne i jedno urządzenie pomocnicze. Dalsze zwiększanie wydobywania (ponad 700 T/dz) wymaga, według Řimana, trzeciego urządzenia wydobywczego. Dodatkowa ta inwestycja powiększyłaby koszty własne, ponieważ zwiększenie obszaru kopalnianego poza pewne granice, mimo że zmniejsza obciążenie amortyzacyjne, zwiększa koszty ruchowe.

Określenie głównych parametrów obszaru kopalnianego. Optymalną wielkość kopalni Řiman określa trzema parametrami:

1. wysokością poziomu,
2. czasem trwania poziomu,
3. powierzchnią obszaru kopalnianego.

Wysokość poziomu Řiman nie oblicza, lecz zakłada, że wynosi ona 100 m (założenie takie daje pewne uproszczenia rachunkowe, które wyjaśniono niżej); zaleca jednak, ażeby przy zasobnościach dużych przyjmować mniejszą wysokość poziomu.

Czas trwania poziomu Řiman ustala na 20 do 30 lat, uzasadniając tym, że w ciągu 20 do 30 lat można zamortyzować główne inwestycje poczynione w danym poziomie.

Przedłużanie czasu istnienia poziomu powoduje konieczność instalowania nowych urządzeń w poziomie, co w rezultacie zwiększa koszty amortyzacji.

W celu ustalenia wielkości obszaru kopalni Řiman wprowadza następujące wielkości charakterystyczne:

1. względną zasobność węglową z_{u1} , %,
2. wskaźnik natężenia eksploatacji φ .

Analizując związki zachodzące pomiędzy czasem trwania poziomu T_p i powierzchnią obszaru kopalni P a względną zasobnością węglową z_{u1} % i wskaźnikiem natężenia eksploatacji φ , Řiman dochodzi do wniosku, że zależności między podanymi wielkościami można wyrazić za pomocą następujących funkcji:

$$T_p = f(z_{u1}, \varphi) \quad (29)$$

$$P = f(\varphi, W_d) \quad (30)$$

Są to funkcje hiperboliczne, nie posiadające minimum.

Dla tych funkcji hiperbolicznych Riman ustala następujące zakresy optymalnych wartości parametrów kopalni:

okres eksploatacji poziomu	20 do 30 lat
zdolność produkcyjna	2000 do 10 000 T/dz
obszar eksploatacji	500 do 1000 ha
natężenie eksploatacji	4 do 10 T/ha

Wykres (rys. 4) wykonany jest w dwóch ćwiartkach układów współrzędnych o osiach T_p , φ i P .

W dolnej ćwiartce podana jest zależność pomiędzy natężeniem eksploatacji φ T/ha, względną zasobnością $z_{u1} \%$ oraz czasem trwania poziomu T_p lat o wysokości pionowej $H = 100$ m.

Wprowadzenie rachunkowe zależności

$$Z = \frac{10^4 \cdot H_c \cdot P \cdot \sum m \cdot \gamma}{\cos \alpha} T \quad (31)$$

a

$$Z_p = \frac{Z \cdot H_p}{H_c}$$

gdzie

- Z — zasoby kopalni, T,
- $\sum m$ — sumaryczna grubość pokładów, m,
- γ — ciężar objętościowy węgla, T/m³,
- α — kąt nachylenia pokładów.
- H_p — wysokość pionowa poziomu, m
- H_c — grubość karbonu, m
- Z_p — zasoby poziomu, T

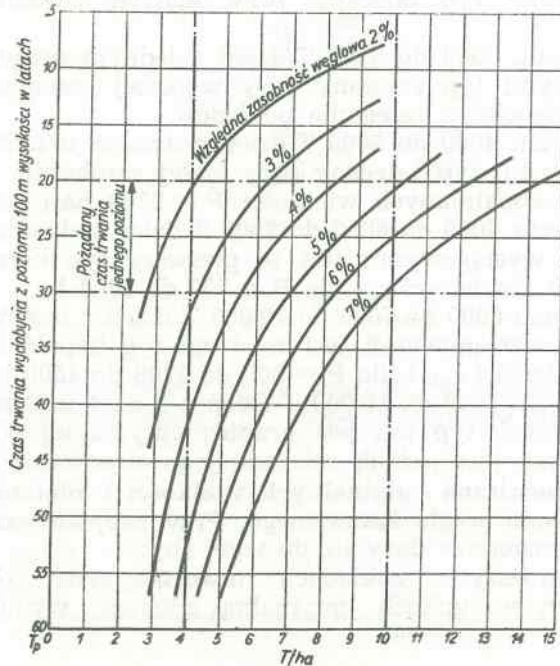
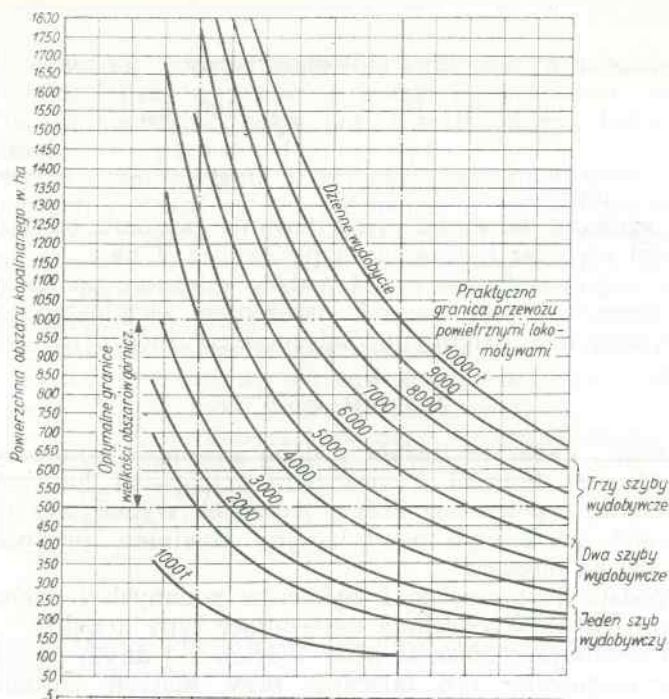
$$T_p = \frac{Z_p \cdot \eta_{og}}{300 \cdot W_d} \text{ lata} \quad (32)$$

$$z_{u1} = \frac{100 \cdot \sum m}{H_c \cdot \cos \alpha} \cdot \eta_{og} \% \quad (33)$$

$$W_d = P \cdot \varphi T \quad (34)$$

Na podstawie podanych wzorów można ułożyć zależność

$$Z = \frac{10^4 \cdot P \cdot H_c \cdot z_{u1} \cdot \gamma}{100 \cdot \eta_{og}} T \quad Z_p = \frac{10^2 \cdot P \cdot z_{u1} \cdot \gamma \cdot H_p}{\eta_{og}} T \quad (35)$$



Rys. 4. Wykres zależności między T_p , φ , P , z_{u1} i W_d

Uwzględniając wzory (32) i (33) otrzymamy

$$T_p = \frac{z_{u1} \cdot H_p \cdot \gamma}{3 \varphi} \quad T_p = \frac{10^2 \cdot z_{u1} \cdot \gamma}{3 \varphi} \quad (36)$$

przy $H_p = 100$

Jest to szukana zależność czasu trwania poziomu od względnej zasobności z_{u1} oraz natężenia eksploatacji φ T/ha.

W górnej ćwiartce na rys. 4 podano zależność pomiędzy wielkością obszaru kopalni w ha, natężeniem eksploatacji φ T/ha oraz wydobywaniem dziennym. Zależność ta może być wyrażona wzorem

$$W_d = P \cdot \varphi \quad \text{T/dz}$$

W tej samej ćwiartce została podana zależność pomiędzy wielkością obszaru kopalni a zasięgiem transportu lokomotywami powietrznymi i potrzebną ilością jednostek wydobywczych.

Przyjęto, że 1 szyb wentylacyjny powinien przypadać na 300 do 500 ha obszaru.

Na podstawie rozważań i wykresów podanych i omówionych uprzednio Riman wyodrębniła następujące typy kopalń:

1. o wydobywaniu 2000 do 3000 T/dzień z jednym urządzeniem wyciągowym; typ zalecany przy małych zasobnościach z_{u1} ,
2. o wydobywaniu 2500 do 3500 T/dzień z jednym urządzeniem wyciągowym; typ zalecany przy większej zasobności z_{u1} i małej głębokości zalegania pokładów,
3. o wydobywaniu 4000 do 5000 T/dzień z dwoma urządzeniami wyciągowymi; typ zalecany przy małej zasobności z_{u1} dla obszarów kopalnianych wielkości $P = 2500$ ha,
4. o wydobywaniu 4000 do 6000 do 7000 T/dzień z dwoma urządzeniami wyciągowymi; jest to pierwszy typ kopalń dla większych zasobności z_{u1} dla $P = 500$ do 1000 ha,
5. o wydobywaniu 6000 do 7000 do 10 000 T/dzień z trzema urządzeniami wyciągowymi; jest to drugi typ kopalń dla dużych zasobności z_{u1} i dla $P = 500$ do 1200 do 1500 ha,
6. o wydobywaniu 8000 do 10 000 T/dzień z 3 do 4 urządzeniami wyciągowymi; typ ten jest granicą optymalnej wielkości kopalni (nie jest jednak zalecane jego stosowanie).

Analiza ekonomiczna optymalnych wielkości i zdolności wydobywczych kopalń węgla kamiennego. Przy projektowaniu nowych kopalń i poziomów dąży się do tego, aby:

- a. przy najniższych nakładach inwestycyjnych osiągnąć w danych warunkach optymalną zdolność wydobywczą kopalni,

- b. budowanej kopalni zapewnić optimum zdolności wydobywczej przy najniższych kosztach ruchowych, zachowując jednocześnie maksimum bezpieczeństwa ludzi i urządzeń.

W wyniku zastosowania w projekcie podanych wyżej przesłanek powinien powstać zakład rentowny, w którym wartość produktów będzie wyższa od kosztów własnych. Koszty własne wydobycia składają się z odpisów amortyzacyjnych i wydatków związanych bezpośrednio z wydobyciem (koszty ruchowe).

Jeżeli oznaczmy przez:

K — nakłady inwestycyjne całkowite,

X — stopę procentową odpisów amortyzacyjnych rocznych,

W_r — roczną zdolność wydobywczą kopalni,

m — procent wydobycia rocznego, przeznaczonego na pokrycie odpisów amortyzacyjnych,

c — cenę 1 T węgla,

to odpis roczny wyniesie

$$\frac{K \cdot X}{100} \quad (37)$$

ilość węgla odpowiadająca wartościowo rocznym odpisom amortyzacyjnym

$$W_r \frac{m}{100} \cdot c \quad (38)$$

Ponieważ

$$W_r \frac{m}{100} \cdot c = \frac{K \cdot X}{100}$$

otrzymujemy

$$K \cdot X = W_r \cdot m \cdot c$$

skąd

$$K = \frac{W_r \cdot m \cdot c}{X} \quad (39)$$

X może przybierać różne wartości, w zależności od długości okresu amortyzacyjnego T_k . Stopę procentową odpisów daje równanie

$$X = \frac{100}{T_k}$$

Wobec czego

$$K = T_k \cdot W_r \frac{m}{100} \cdot c \quad (40)$$

gdzie

$T_k \cdot W_r$ — wielkość zasobów projektowanej kopalni, które będą wyeksploatowane w ciągu T_k lat,

$\frac{m}{100}$ — czynnik ograniczający wysokość inwestycji.

Na podstawie obserwacji i obliczeń autor przyjmuje dla m wartość około 10% i otrzymuje

$$\frac{K}{C} = \frac{1}{10} \cdot T_k \cdot W_r \quad (41)$$

skąd wynika, że wartość całkowitych nakładów inwestycyjnych nie może przekraczać $\frac{1}{10}$ zasobów albo że będzie odpowiadała wartości wydobywania $\frac{1}{10}$ okresu istnienia kopalni. Z tego wypływa wniosek, że im krótszy przewiduje się okres istnienia kopalni, tym ekonomiczniej musi być opracowany projekt.

Rozważania przytoczone wyżej zezwalają na ustalanie wielkości nakładów inwestycyjnych budowanej kopalni. Jeżeli kopalnia ma mieć zdolność wydobywczą 2 mln T/rok, i trwać 30 lat, to jej zasoby powinny wynosić $2 \cdot 30 = 60$ mln T. Przy cenie sprzedażnej węgla c/T i przy $m = 10\%$ ogólne nakłady inwestycyjne wyniosą $(60 : 10) \cdot c$, a odpisy roczne $\frac{(60 : 10) \cdot c}{30}$.

Z równania $K \cdot X = W_r \cdot m \cdot c$ wynika, że przy cenach węgla, znajdujących się na granicy rentowności kopalni, koszty własne wyniosą

$$c = \frac{K}{W_r \cdot \frac{m}{X}} \quad (42)$$

Metoda W. Boryczki

W. Boryczko czyniąc pewne założenia (wychodząc z zasobów) uwzględniające zarówno czas trwania kopalni, jak i możliwości techniczno-górnictwa, dochodzi do określenia optymalnej wielkości wydobywania kopalni w sposób normatywny.

W. Boryczko uważa, że wielkość wydobywania kopalni zależy od:

1. koniunktury gospodarczej,
2. wielkości zasobów,
3. ilości pokładów zalegających na obszarze górniczym projektowanej kopalni,
4. zdolności wydobywczej szybów,

5. zdolności przepustowej głównych wyrobisk przewozowych,
6. obszaru górniczego kopalni,
7. budowy geologicznej,
8. względów organizacyjnych.

Koniunktura gospodarcza. Znając zdolność wydobywczą istniejących kopalń i czas ich trwania, można przewidzieć, na jaką produkcję należy projektować nowe kopalnie, aby utrzymać na określonym poziomie globalne wydobycie danego okręgu czy zagłębia lub planować rozwój wydobycia w ogóle.

Wielkość zasobów. Boryczko zakłada, że zależność między wielkością wydobycia a zasobami określa czas amortyzacji maszyn, urządzeń i budowli. Przyjmuje, że czas trwania kopalni w Polsce powinien wynosić $100 \div 150$ lat. Dzieląc zasoby przemysłowe przez przyjętą ilość lat trwania kopalni otrzymuje się roczne i dzienne wydobycie, dla jakich kopalnia powinna być budowana. Zależność tę daje wzór

$$W_d = \frac{Z_{pn}}{300 \cdot T_k} \quad \text{T/dobę} \quad (43)$$

gdzie

- W_d — dzienne wydobycie, T,
 Z_{pn} — zasoby przemysłowe netto, T,
 T_k — czas trwania kopalni, lata.

Jeżeli założymy, że wydobycie kopalni ma wynosić W_d , to zasoby przemysłowe netto otrzymamy z równania

$$Z_{pn} = 300 \cdot T_k \cdot W_d \quad (44)$$

Boryczko przyjmuje, że okres trwania poziomów powinien wynosić 20 do 30 lat i że w tych granicach zależy on od czasu trwania kopalni.

Ilość pokładów. Boryczko wychodzi z założenia, że obszar górniczy kopalni powinno się rozcinać i wybierać dwuskrzydłowo, przy czym z jednej ściany pokładu cienkiego (do 2 m grubości) można otrzymywać 400 T/zm, ze ścian pokładu grubego (powyżej 2 m) — 700 T/zm.

Uwzględniając dwuskrzydłowość wybierania i ilość eksploatowanych pokładów dochodzi się dożądanego dziennego wydobycia.

Zdolność wydobywczą szybów. Nowoczesne urządzenia wyciągowe zezwalają na ciągnięcie 10 000 T/dn w szybach dwuprzędziałowych z klatkami czteropiętrowymi z jednym wozem 2,5 T na każdym piętrze, przy zapychaniu na dwóch pomostach i przy głębokości ciągnięcia 400 do 600 m.

Zdolność przepustowa głównych wyrobisk przewozowych. Zdolność przepustowa wyrobisk przewozowych zależy od wiel-

kości przekroju wyrobiska, a ta z kolei od ilości i szybkości powietrza przepływającego wyrobiskiem. Ponieważ ilość powietrza przypadająca na osobę zatrudnioną na dole jak również szybkość przepływu powietrza uregulowane są przepisami, przekrój wyrobiska będzie uzależniony od wydobywania lub ilości osób zatrudnionych na najliczniejszej zmianie.

Z tabl. 13 wynika, że w pewnych przypadkach (duże wydobywanie) znajdzie konieczność drażenia dwóch równoległych wyrobisk, a niekiedy nawet trzech.

Tablica 13

Zależność przekroju wyrobiska głównego od wielkości wydobywania

Wydobywanie	Załoga poziomu wydobywczego 80% całości załogi	Ilość powietrza	Przekrój głównego przekopu
T/dz		m ³ /min	m ²
1 000	184	1 288	3,8
2 000	360	2 520	7,0
4 000	704	4 928	13,6
6 000	1032	7 224	20,0
8 000	1408	9 856	27,3
10 000	1780	12 460	34,6

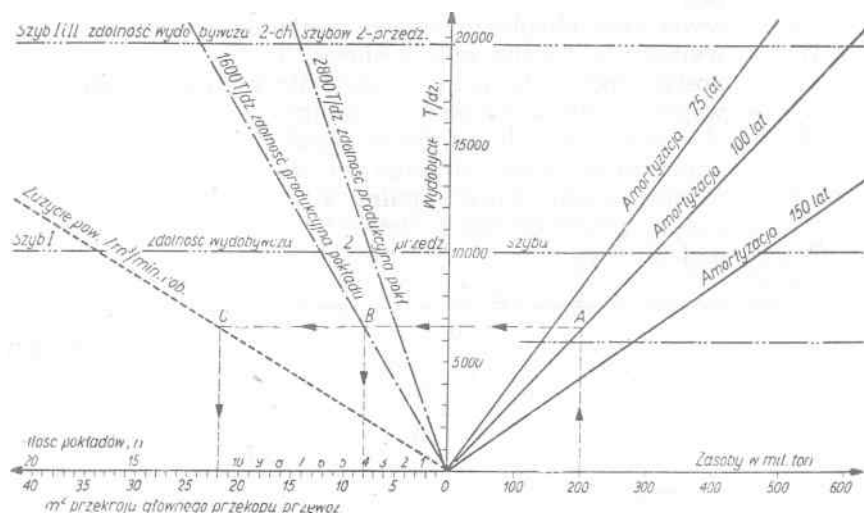
Zależności między czynnikami omówionymi wyżej Boryczko przedstawił w postaci harmonogramu — normatywu (rys. 5), na podstawie którego przy znanych zasobach i okresie amortyzacji można określić wielkość wydobywania dziennego, ilość szybów i pokładów oraz przekroje głównych wyrobisk przewozowych.

Wielkość obszaru górniczego. Boryczko stwierdza, że wielkość obszaru ma duży wpływ na efektywny czas pracy w przodkach i że z tego powodu nie należy zbyt daleko posuwać się w powiększaniu obszaru. Wypowiada pogląd, że obszar górniczy nie powinien przekraczać kwadratu o boku 3 km z szybem zlokalizowanym w środku obszaru. Jeżeli bok kwadratu zostanie powiększony o 1 km, to wydajność dołowa obniży się o 2%/km.

Warunki geologiczne. Określona uprzednio wielkość wydobywania może ulec zmianie pod wpływem warunków geologicznych. W szczególności chodzi tu o zaleganie złoża, otaczające skały, ciśnienie górotworu, nachylenie, naruszenia tektoniczne, gazonośność, wodonośność itd.

Względy organizacyjne. Boryczko wypowiada się przeciw budowie wielkich jednostek wydobywczych. Jest zdania, że w naszych warunkach wydobywanie nie powinno przekraczać

6000 T/dz przy jednym szybie dwuprzędziałowym. Stwierdza, że w naszym zagłębiu nic nie stoi na przeszkodzie w budowie nawet jednostek o wydobywaniu 20 000 T/dobę ale z przyczyn,



Rys. 5. Wykres Boryczki

których często nie da się przewidzieć ani obliczyć, tak wielkie jednostki nie są pewne w działaniu, a więc nie są pożądane.

18. Metody analityczne

Metoda Szewiakowa

Metoda Szewiakowa jest metodą kombinowaną (analityczno-wariantową) dostosowaną w swoich rozwiązaniach do udostępnienia złoża szybami pochyłymi lub pionowymi, typu donieckiego.

Udostępnienie szybem pochyłym (upadową) (rys. 6). Metoda ta polega na ułożeniu dla danego sposobu udostępnienia złoża ogólnego wzoru matematycznego wyrażającego koszty zależne od sposobu udostępnienia złoża, przypadających na jednostkę wydobywania. Koszt 1 T węgla wyraża Szewiakow jako funkcję dwóch zmiennych $k = f(S, n)$, to jest szerokości obszaru górniczego po rozciągłości złoża S i ilości pięter n . Dla przykładu przyjęto eksploatację dwuskrzydłową w jednym pokładzie.

Oznaczenia:

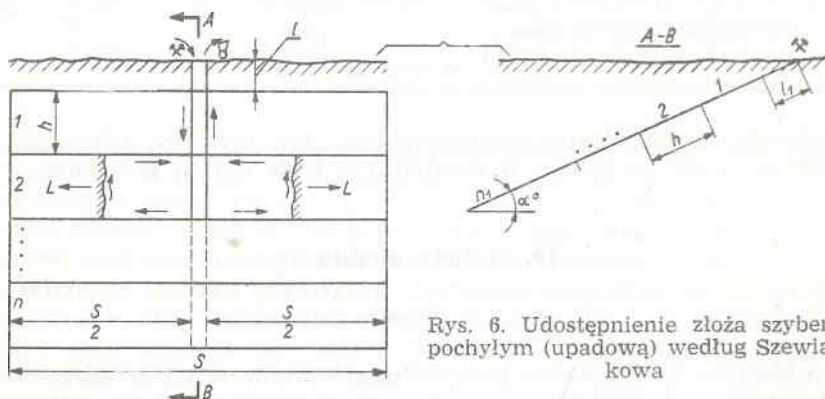
- S — szerokość obszaru górniczego po rozciągłości, m,
 h — długość pochyła piętra, m,
 n — ilość pięter,
 p — wydajność eksploatowanego pokładu, T/m²,
 W_r — wydobywanie roczne obliczeniowe, T,
 L — postęp roczny w jednym skrzydle piętra, m/rok,
 η — współczynnik czystości wybierania,
 T_k — obliczeniowy czas istnienia kopalni, lata,
 t — obliczeniowy czas istnienia jednego piętra, lata,
 Z — zasoby przemysłowe kopalni, T,
 z — zasoby przemysłowe 1 piętra, T.

Wzory podstawowe:

$$W_r = 2 \cdot L \cdot p \cdot h \cdot \eta \cdot T \quad (45)$$

$$h = \frac{W_r}{2 \cdot L \cdot p \cdot \eta} \text{ m} \quad (46)$$

$$Z = W_r \cdot T_k = z \cdot n = W_r \cdot t \cdot n = \frac{W_r}{2L} \cdot S \cdot n \quad (47)$$



Rys. 6. Udostępnienie złoża szybem pochyłym (upadową) według Szewiaka

Koszty obciążające cały obszar górniczy kopalni:

1. Koszty budowy szybów.

Ogólny koszt budowy szybów

$$K_b = K_{sz} + k_{sz} \cdot h \cdot n \quad (48)$$

gdzie

- K_{sz} — całkowity koszt głębienia i wyposażenia szybów pochyłych od głowicy do górnej granicy piętra 1 (rys. 6),
 k_{sz} — całkowity koszt 1 m szybów pochyłych (wydobywczego, wentylacyjnego, zjazdowego i innych).

2. Koszty utrzymania szybów.

Ogólny koszt utrzymania szybów dla całego obszaru kopalni

$$K_{usz} = r_{sz} \cdot l_1 \cdot n \cdot t + r_{sz} \cdot h \cdot n \cdot t + r_{sz} \cdot h \cdot (n-1) \cdot t + \dots + r_{sz} \cdot h \cdot t =$$

$$= r_{sz} \cdot l_1 \cdot n \cdot t + r_{sz} \cdot h \cdot t \cdot \frac{(n+1)n}{2} \quad (49)$$

gdzie

r_{sz} — całkowity roczny koszt utrzymania 1 m szybów pochyłych,

l_1 — długość szybów od wylotu do górnej granicy piętra 1.

3. Koszt wszystkich urządzeń powierzchniowych kopalni, których amortyzacja obciąża zasoby całego obszaru górniczego.

B — koszt budynku maszyn wyciągowych, wentylatora, transformatorów, łaźni, budynku administracyjnego, urządzeń komunikacyjnych itp.

(Koszt urządzenia powierzchni 3,5 do 4,5 mln zł bez bocznicy kolejowej; bocznica kolejowa 600 do 800 000 zł, zależnie od długości).

4. Koszt podszybi.

$$K_p = D \cdot n \quad (50)$$

gdzie

D — koszt jednego podszybia,

n — ilość podszybi.

5. Koszt drażenia chodników piętowych.

$$K_{dch} = k_{ch} \cdot S \cdot (n+1) \quad (51)$$

gdzie k_{ch} oznacza koszt drażenia 1 m chodnika piętowego.

6. Koszt utrzymania chodników piętowych (dla eksploatacji dwuskrzydłowej i dwóch chodników przewozowych i wentylacyjnych)

$$K_{uch} = 2 \cdot 2 \cdot \frac{r_{ch} \cdot \frac{S}{2} \cdot t}{2} \cdot n = r_{ch} \cdot S \cdot t \cdot n \quad (52)$$

gdzie r_{ch} oznacza roczny koszt utrzymania 1 m chodnika.

7. Koszty wyciągu szybowego. Rozróżnia się:

a. linowe urządzenia wyciągowe,

b. przenośniki (u nas nie stosowane).

Koszt całkowity urządzenia wyciągowego obciążający jedną zmianę

$$a = a_1 + a_2 \cdot l = \frac{A_1}{t_1} \quad (53)$$

gdzie

- a_1 — koszty ruchowe urządzenia wyciągowego przypadające na jedną zmianę, nieproporcjonalne do długości pochyłej wyciągu (płace obsługi wyciągu i inne),
 a_2 — koszty ruchowe przypadające na jedną zmianę, proporcjonalne do długości pochyłej wyciągu obciążające jednostkę długości wyciągu,
 A_1 — nakłady na urządzenia wyciągowe,
 t_1 — czas amortyzacji obliczony w jednostkach zmianowych,
 l — długość pochyła wyciągu, m.

Jeżeli w ciągu zmiany przewieziono Q ton na odległość l metrów, to

koszt przewozu 1 Tm

$$q_{sz} = \frac{a}{Q \cdot l} = \frac{a_1}{Q \cdot l} + \frac{a_2}{Q} + \frac{A_1}{t_1 \cdot Q \cdot l} \quad \text{rbl/Tm} \quad (54)$$

Oznaczając przez

$$q_1 = \frac{a_1}{Q} + \frac{A_1}{t_1 \cdot Q} \quad \text{i} \quad q_2 = \frac{a_2}{Q}$$

otrzymuje się

$$q_{sz} = \frac{q_1}{l} + q_2 \quad \text{rbl/Tm} \quad (55)$$

Przy odstawie przenośnikami jest zachowana również ogólna postać wzoru

$$q_p = \frac{q_1}{l} + q_2 \quad \text{rbl/Tm} \quad (55a)$$

Koszt ciągnięcia urobku z całego obszaru kopalnianego

$$z \cdot n \cdot l_1 \cdot q_{sz} + z \cdot h \cdot \frac{(n+1) \cdot n \cdot q_{sz}}{2} \quad (56)$$

8. *Koszt transportu w chodnikach* (obliczony dla całego obszaru górniczego)

$$n \cdot z \cdot \frac{S}{4} \cdot q_{ch} \quad (57)$$

gdzie q_{ch} oznacza koszt netto transportu 1 Tm w chodnikach, rbl/Tm.

9. *Koszt przewozu załogi w chodnikach*. Koszt przewozu ludzi w chodnikach dla uproszczenia dalszych obliczeń ustala Szewiakow w odniesieniu do 1 Tm przewiezionej kopaliny.

Koszt przewozu załogi na odległość l liczy się tam i z powrotem.

Dla całego obszaru górniczego kopalni, koszt przewozu załogi wynosi

$$n \cdot z \cdot \frac{S}{4} \cdot q_{ch}^l \quad (58)$$

gdzie

q_{ch}^l oznacza koszt przewozu ludzi w chodnikach w odniesieniu do 1 Tm przewiezionej w chodnikach kopaliny, rbl/Tm.

10. Koszt przewozu załogi w szybie pochyłym. Przyjmując q_{sz}^l — koszt przewozu (w obie strony) ludzi w szybie pochyłym w odniesieniu do 1 Tm przewiezionego urobku, otrzymuje się koszt przewozu załogi analogicznie do kosztu ciągnięcia kopaliny (56)

$$K_{psz} = z \cdot n \cdot l_1 \cdot q_{sz}^l + z \cdot h \cdot \frac{(n+1) \cdot n}{2} \cdot q_{sz}^l \quad (59)$$

11. Koszt energii zużytej do przewietrzania wyrobiska.

$$R_e = \frac{\alpha \cdot P \cdot l \cdot Q^3 \cdot 24 \cdot 365 \cdot t \cdot k_e}{102 s^3 \cdot \eta} \text{ rbl} \quad (60)$$

gdzie

s — przekrój chodnika, m^2 ,

P — obwód, m ,

α — współczynnik oporu ruchu,

η — sprawność urządzenia wentylacyjnego,

Q — ilość przepływającego powietrza, m^3/sek ,

l — długość wyrobiska, m ,

t — czas przewietrzania jednego piętra, lata

k_e — koszt 1 kWh energii elektrycznej, rbl/kWh.

Oznaczając

$$R_e = C_i \cdot Q^3 \cdot l \cdot t \quad (60 a)$$

$$C_i = \frac{\alpha \cdot P \cdot 24 \cdot 365 \cdot k_e}{102 s^3 \cdot \eta} \quad (61)$$

Według schematu podanego na rys. 6 koszt energii na przewietrzanie jednego skrzydła piętra wynosi

$$2 \cdot C_{ch} \cdot \left(\frac{Q}{2}\right)^3 \cdot \frac{S}{4} \cdot t \quad (62)$$

C_{ch} oblicza się z wzoru (61), w którym s i P ustala się odpowiednio do wymiarów chodnika piętrowego.

Koszt energii na przewietrzanie dla całego obszaru kopalni wynosi

$$2 \cdot C_{ch} \left(\frac{Q}{2}\right)^3 \cdot \frac{S}{4} \cdot t \cdot 2 \cdot n = C_{ch} \cdot \left(\frac{Q}{2}\right)^3 \cdot S \cdot t \cdot n \quad (63)$$

12. *Koszt przewietrzania szybów pochyłych.* Przyjęto dla uproszczenia, że szyby wydobywczy i wentylacyjny są jednakowe. Oznaczono przez C_{sz} wartość C_i z wzoru (60 a).

Koszt przewietrzania szybów długości l_1 (do górnego poziomu pierwszego piętra, rys. 6) wynosi

$$2 \cdot C_{sz} \cdot Q^3 \cdot l_1 \cdot t \cdot n$$

Koszt przepływu prądu schodzącego (dla n pięter) jest równy

$$\begin{aligned} C_{sz} \cdot Q^3 \cdot [h \cdot n \cdot t + h \cdot (n-1) \cdot t + \dots + h \cdot t] = \\ = C_{sz} \cdot Q^3 \cdot h \cdot t \cdot \frac{(n+1)n}{2} \end{aligned}$$

a koszt ruchu prądu zużytego (tj. dla $n-1$ pięter)

$$\begin{aligned} C_{sz} \cdot Q^3 \cdot [h \cdot (n-1) \cdot t + h \cdot (n-2) \cdot t + \dots + h \cdot t] = \\ = C_{sz} \cdot Q^3 \cdot h \cdot t \cdot \frac{(n-1) \cdot n}{2} \end{aligned}$$

Cały koszt przepływu powietrza w szybach dla całego obszaru kopalni

$$R_{sz} = 2 \cdot C_{sz} \cdot Q^3 \cdot l_1 \cdot t \cdot n + C_{sz} \cdot Q^3 \cdot h \cdot t \cdot n^2 \quad (64)$$

13. *Koszt odwadniania.* Znając współczynnik zawodnienia k_w , określający ilość m^3 wody przypadającej na tonę zasobów, można obliczyć ilość wody pochodzącej z piętra; jest ona równa $q_w \cdot z$.

Jeżeli przez k_v oznaczymy koszt w rbl pompowania $1 m^3$ wody na długości $1 m$ rurociągu wodnego (pod uwagę wzięto tylko koszt energii zależny od głębokości; amortyzacji i płac nie brano pod uwagę).

Koszt odwadniania całego obszaru kopalnianego

$$q_w \cdot z \cdot \frac{(n+1) \cdot n}{2} \cdot h \cdot k_w \quad (65)$$

14. *Wyznaczanie najkorzystniejszego wymiaru obszaru górniczego kopalni.* Gdy sumę kosztów obliczonych według wzorów (48 do 65) podzielimy przez zasoby przemysłowe obszaru, otrzymamy obciążenie $1 T$ wydobywania kosztami zależnymi od wymiarów obszaru S i n .

Kosztów stałych, na $1 T$ wydobywania np. robót wybierkowych obsługi powierzchni itd., nie przyjmuje się do rozważań.

Całkowicie zasoby obszaru górniczego (patrz wzór (47)) wynoszą

$$Z = n \cdot z = W_r \cdot T_k = W_r \cdot t \cdot n = \frac{W_r}{2L} \cdot S \cdot n$$

po wykonaniu dzielenia otrzymuje się funkcję o ogólnej postaci

$$f(S, n) = C_1 S + \frac{C_2}{S} + C_3 n + \frac{C_4}{n} + \frac{C_5}{S n} + C_6 \quad (66)$$

gdzie

$$\begin{aligned} C_1 &= \frac{r_{ch} + C_{ch} \cdot \left(\frac{Q}{2}\right)^3}{W_r} + \frac{q_{ch} + q_{ch}^I}{4} \\ C_2 &= \frac{2L}{W_r} \cdot (k_{sz} \cdot h + D) \\ C_3 &= \frac{h}{2} \cdot \left(\frac{r_{sz}}{W_r} + q_{sz} + q_{sz}^I + \frac{C_{sz} \cdot Q^3}{W_r} + k_w \cdot q_w \right) \\ C_4 &= \frac{2L}{W_r} \cdot k_{ch} \\ C_5 &= \frac{2L}{W_r} \cdot (K_{sz} + B) \\ C_6 &= \frac{r_{sz} \cdot l_1}{W_r} + \frac{r_{sz} \cdot h}{2W_r} + \frac{2L \cdot k_{ch}}{W_r} + q_{sz} \cdot l_1 + \\ &+ \frac{h \cdot q_{sz}}{2} + q_{sz}^I \cdot l_1 + \frac{h}{2} \cdot q_{sz}^I + \frac{2C_{sz} \cdot Q^3 \cdot l_1}{W_r} + \frac{k_w \cdot q_w \cdot h}{2} \end{aligned}$$

Najkorzystniejszy jest taki wymiar obszaru górniczego po ciągłości S i ilość pięter n , dla których wyrażenie (66) osiąga minimum.

Zmienną S możemy uważać za ciągłą, natomiast n jest zmienną całkowitą.

Zakładając, że n jest zmienną ciągłą, $f(S, n)$ staje się funkcją ciągłą dla zmiennych S i n i posiada własności ekstremalne.

Dla znalezienia minimum funkcji $f(S, n)$ należy wyznaczyć pochodne cząstkowe funkcji (66) i przyrównać je do zera

$$\begin{aligned} \frac{df}{dS} &= 0 & \frac{df}{dn} &= 0 \\ \frac{df}{dS} &= C_1 - \frac{C_2}{S^2} - \frac{C_5}{n \cdot S^2} = 0 \end{aligned} \quad (67)$$

$$\frac{df}{dn} = C_3 - \frac{C_4}{n^2} - \frac{C_5}{S \cdot n^2} = 0 \quad (68)$$

Rozwiązanie algebraiczne równań (67) i (68) prowadzi do równania 5 stopnia. Dlatego łatwiejsze jest rozwiązanie graficzne.

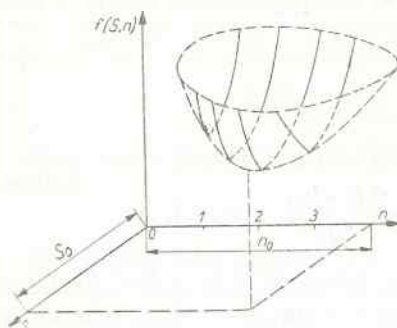
Rozwiązuje się więc każde z tych równań w odniesieniu do S z równania (67) otrzymujemy

$$S = \sqrt{\frac{C_2}{C_1} + \frac{C_5}{n C_1}} \quad (69)$$

a z równania (68)

$$S = \frac{C_5}{C_3 \cdot n^2 - C_4} \quad (70)$$

Podstawiając w te wyrażenia kolejne wartości n i obliczając każdorazowo S , znajduje się współrzędne punktów, przez które można przeprowadzić dwie krzywe. Współrzędne punktów przecięcia się tych krzywych dają poszukiwane wymiary obszaru kopalni S_0



Rys. 7. Graficzna interpretacja $f(S, n)$

i n_0 (rys. 7). Przy minimum funkcji dwóch zmiennych realną wartość ma nie punkt, ale pewien przyległy do niego obszar, w którym wartość $f(S, n)$ będzie mało różnić się od wartości minimalnej tym bardziej, że wartości wszystkich parametrów są przybliżone (nie ciągłe).

Po ustaleniu S_0 i n_0 określa się

$$1. \text{ Zasoby przemysłowe pola } Z_0 = \frac{W_r}{2L} \cdot S_0 \cdot n_0 \quad (71)$$

$$2. \text{ Czas trwania kopalni } T_0 = \frac{Z_0}{W_r} \quad (72)$$

Udostępnienie szybem pionowym (rys. 8). Niżej podano wzory końcowe służące do określenia optymalnej szerokości obszaru S oraz ilości pięter n metodą Szewiakowa dla wiązki pokładów udostępnionych szybami pionowymi i przekopami (rys. 11).

Znając pochyłą długość piętra, określa się jego wysokość pionową według wzoru

$$x = H' = h \cdot \sin \alpha \quad (73)$$

gdzie α oznacza kąt nachylenia pokładów.

Przy obliczaniu wymiarów obszaru kopalnianego bierze Sze-
wiakow pod uwagę następujące koszty obciążające cały obszar
górnicy kopalni:

1. Koszt głębenia szybów.

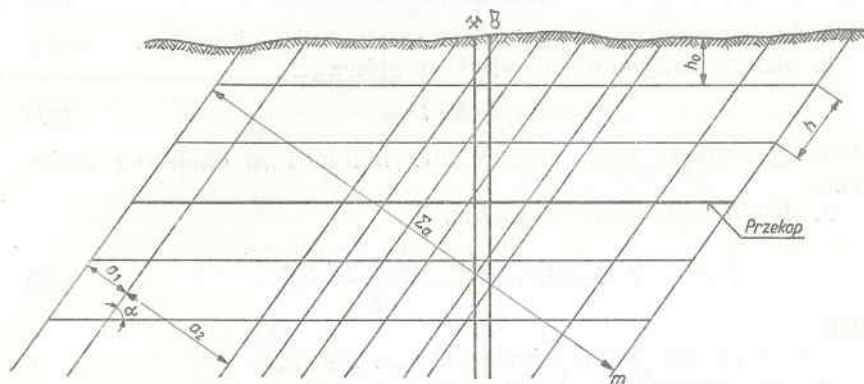
$$K_{sz} + k_{sz} \cdot n \cdot h \cdot \sin \alpha \quad (74)$$

gdzie

K_{sz} — całkowity koszt głębenia i wyposażenia szybów wy-
ciągowego i wentylacyjnego w nadkładzie, rbl,

k_{sz} — sumaryczny koszt 1 m szybu wyciągowego i wentyla-
cyjnego, zł/m,

n — ilość pięter.



Rys. 8. Sposób udostępniania pokładów o dużym upadzie według Szewiakowa
1, 2, 3, 4, 5 — przekopy połowe, 1w, 2w, 4

2. Koszty utrzymania szybów.

$$r_{sz} \cdot h \cdot \sin \alpha \cdot t \cdot \frac{(n+1) \cdot n}{2} \quad (75)$$

gdzie

r_{sz} — całkowity koszt utrzymania 1 m szybów rocznie,

t — obliczeniowy czas eksploatacji 1 piętra.

3. Koszt urządzeń naziemnych kopalni.

$$B \quad (76)$$

4. Koszt podszybi.

$$D \cdot n \quad (77)$$

5. Koszt drążenia przecznic.

$$(n+1) \cdot \frac{\sum a \cdot k_p}{\sin \alpha} \quad (78)$$

gdzie

Σa — odległość wzdłuż prostopadłej między skrajnymi pokładami grupy nadającej się do eksploatacji,

k_p — koszt drążenia 1 m przecznicy.

6. *Koszt utrzymania przecznicy.*

$$\frac{2 r_p \cdot \Sigma a \cdot n \cdot t}{\sin \alpha} \quad (79)$$

gdzie r_p oznacza koszt roczny utrzymania 1 m przecznicy.

7. *Koszt drążenia chodników głównych.*

$$k_{ch} \cdot S \cdot (n + 1) \quad (80)$$

gdzie k_{ch} oznacza koszt drążenia 1 m chodnika głównego.

8. *Koszt utrzymania chodników głównych.*

$$r_{ch} \cdot S \cdot t \cdot n \quad (81)$$

gdzie r_{ch} oznacza koszt roczny utrzymania 1 m chodnika głównego.

9. *Koszt wyciągów w szybie.*

$$z \cdot h \cdot \sin \alpha \cdot \frac{(n + 1) \cdot n \cdot q_{sz}}{2} \quad (82)$$

gdzie

z — zasoby przemysłowe jednego piętra,

q_{sz} — jednostkowy koszt przewozu szybem, rbl/Tm.

10. *Koszt transportu w chodnikach głównych.*

$$n \cdot z \cdot \frac{S}{4} \cdot q_{ch} \quad (83)$$

gdzie q_{ch} oznacza jednostkowy koszt przewozu chodnikiem, zł/Tm.

11. *Koszt przewozu ludzi w chodnikach głównych.*

$$n \cdot z \cdot \frac{S}{4} \cdot q_{ch}^l \quad (84)$$

gdzie q_{ch}^l oznacza jednostkowy koszt przewozu ludzi w chodnikach w odniesieniu do 1 Tm przewiezionej kopaliny, rbl/Tm.

12. *Koszt przewozu ludzi w szybie pionowym.*

$$z \cdot h \cdot \sin \alpha \cdot \frac{(n + 1) \cdot n}{2} \cdot q_{sz}^l \quad (85)$$

gdzie q_{sz}^l oznacza jednostkowy koszt przewozu ludzi szybem w odniesieniu do 1 Tm przewiezionego urobku, rbl/Tm.

13. Koszt odwadniania.

$$q_w \cdot z \cdot \frac{(n+1) \cdot n}{2} \cdot h \cdot \sin \alpha \cdot k_w \quad (86)$$

gdzie

q_w — współczynnik zawodniania, m^3/T ,

k_w — koszt pompowania $1 m^3$ wody na wysokość $1 m$, $rubl.$

Sumując wyżej wymienione koszty i dzieląc je przez zasoby obszaru górniczego kopalni po odpowiednich przekształceniach, otrzymuje się funkcję o postaci ogólnej

$$f(S, n) = C_1 \cdot S + \frac{C_2}{S} + C_3 \cdot n + \frac{C_4}{n} + \frac{C_5}{Sn} + C_6 \quad (87)$$

gdzie

$$C_1 = \frac{r_{ch}}{W_r} + \frac{q_{ch} + q_{ch}^l}{4}$$

$$C_2 = \frac{2L}{W_r} \cdot \left(k_{sz} \cdot h \cdot \sin \alpha + D + \frac{\sum a \cdot k_p}{\sin \alpha} \right)$$

$$C_3 = \frac{h \cdot \sin \alpha}{2} \cdot \left(\frac{r_{sz}}{W_r} + q_{sz} + q_{sz}^l + q_w \cdot k_w \right)$$

$$C_4 = \frac{2L}{W_r} \cdot k_{ch}$$

$$C_5 = \frac{2L}{W_r} \cdot \left(k_{sz} + B + \frac{\sum a \cdot k_p}{\sin \alpha} \right)$$

$$C_6 = \text{constans}$$

Wyżej podane wyrażenie matematyczne jest funkcją szerokości obszaru górniczego kopalni S i ilości pięter n . Funkcję otrzymaną rozwiązuje się metodą podaną przy określaniu szerokości obszaru górniczego S i ilości pięter n w przypadku udostępniania złoża szybem pochyłym.

Metoda Ajdukiewicza

Metoda Ajdukiewicza określania optymalnej wielkości kopalni jest jedną z metod analitycznych, zastosowanych do obszaru nieograniczonego.

Jej idea polega na przedstawieniu kosztów własnych wydobywania $1 T$ węgla jako funkcji wydobywania dziennego oraz parametrów określających warunki geologiczne i techniczne eksploatacji.

Dane wyjściowe. W celu określenia optymalnej wielkości kopalni z zależności funkcyjnych pomiędzy jej wielkością a kosztami produkcji Ajdukiewicz czyni następujące założenia:

1. wielkość wydobycia dla danych warunków geologicznych i technicznych jest funkcją długości frontu roboczego;
2. racjonalna długość frontu pozwalająca na utrzymanie stałego w czasie wydobycia oraz wykorzystanie mocy produkcyjnej kopalni zależy od wielkości i kształtu obszaru górniczego, metod eksploatacji i sposobu zalegania pokładów;
3. idealny kształt obszaru górniczego kopalni stanowi prostokąt o bokach a (po nachyleniu) i b (po rozciągłości);
4. ogólny kierunek postępu frontu roboczego jest prostopadły do boku a i równoległy do boku b ;
5. eksploatacja odbywa się jednopoziomowo przy przyjętym sposobie rozcięcia poziomu i jego wysokości;
6. złożę udostępnia się szybem centralnym (wyciągowym) oraz przekopami kierunkowymi i połowymi w kamieniu.

Wskaźniki, związki między wielkością wydobycia a obszarem górniczym i zasobami kopalni. Uzasadniając celowość przyjmowania obszarów górniczych w kształcie prostokąta, Ajdukiewicz zakłada, że przy poziomym i nieprzerwanym zaleganiu pokładu na całym obszarze długość frontu roboczego przy jednoskrzydłowym wybieraniu jednego pokładu wynosiłaby w przybliżeniu

$$l_1 = a \quad m$$

Praktycznie długość frontu będzie mniejsza wskutek szeregu czynników geologicznych i technicznych; matematyczną zależność tę ujmuje Ajdukiewicz w postaci współczynnika v , który jest stosunkiem długości frontu roboczego w jednym skrzydle i jednym pokładzie do boku a

$$v = \frac{l_1}{a}$$

Stąd wynika, że długość frontu roboczego przy równoczesnym wybieraniu jednego pokładu w jednym skrzydle przy boku o długości a wyraża się wzorem

$$l_1 = v \cdot a \quad m \quad (88)$$

a odpowiednio przy eksploatacji dwuskrzydłowej kilku n pokładów wzór przybierze postać

$$l_1 = 2n \cdot v \cdot a \quad m \quad (89)$$

Zależność wielkości wydobycia od warunków naturalnych (grubość i jakość pokładu), metod eksploatacji i warunków technicz-

nych (np. mechanizacja) wyraża Ajdukiewicz współczynnikiem γ , określającym przeciętną dzienną wydajność w tonach z 1 m frontu (T/m) dla warunków przeciętnych wszystkich wybieranych pokładów.

Zatem wielkość wydobywania możliwego do osiągnięcia z frontu roboczego długości l_1 wynosi

$$W_d = l_1 \cdot \gamma = 2 n \cdot v \cdot a \cdot \gamma \quad \text{T/dz} \quad (90)$$

Zasadniczym parametrem jest współczynnik wykorzystania frontu roboczego ε , który przedstawia ilość ton dziennej produkcji otrzymanej z 1 m długości boku prostokąta obszaru górniczego a , prostopadłego do ogólnego kierunku wybierania

$$\varepsilon = \gamma \cdot v \cdot n \quad \text{T/m} \quad (91)$$

stąd wzór (90) przybierze postać

$$W_d = 2 a \cdot \varepsilon \quad \text{T/dz} \quad (92)$$

Jest to podstawowy wzór ustalający związek pomiędzy wielkością wydobywania a wielkością obszaru górniczego kopalni. Wielkość obszaru górniczego zgodnie z poczynionymi założeniami wynosi

$$P = a \cdot b \quad \text{m}^2 \quad (93)$$

a po wstawieniu wartości a z wzoru (92)

$$P = \frac{W_d \cdot b}{2 \varepsilon} \quad \text{m}^2 \quad (94)$$

Długość boku b obszaru górniczego nie jest związana funkcyjnie z wielkością wydobywania, zależy natomiast od natężenia eksploatacji φ , T/km².

Pomiędzy tymi wielkościami zachodzą następujące związki:

Przy założeniu, że P (obszar górniczy kopalni) podany jest w m²

$$\varphi = \frac{W_d}{P} = \frac{10^6 \cdot W_d}{P} \quad \text{T/km}^2 \quad (95)$$

a po wstawieniu wartości P z wzoru (94)

$$\varphi = \frac{2 \cdot 10^6 \cdot \varepsilon}{b} \quad \text{T/km}^2 \quad (96)$$

stąd

$$b = \frac{2 \cdot 10^6 \cdot \varepsilon}{\varphi} \quad \text{m} \quad (97)$$

Wielkość zasobów przemysłowych na obszarze górniczym P przy określonym pionowym zasięgu eksploatacji H_c , w m wyrazi się wzorem

$$Z = \frac{P \cdot H_c \cdot z_{u2}}{100} \quad T \quad (98)$$

gdzie z_{u2} oznacza zasobność wyrażoną w T/100 m³ karbonu. Po wstawieniu uprzednio wyprowadzonej zależności obszaru P od wielkości wydobywania (patrz wzór (94))

$$Z = \frac{W_d \cdot b \cdot H_c \cdot z_{u2}}{200 \varepsilon} \quad T \quad (99)$$

a po wstawieniu wartości b z wzoru (97)

$$Z = \frac{10^4 \cdot W_d \cdot H_c \cdot z_{u2}}{\varphi} \quad T \quad (100)$$

Czas eksploatacji kopalni T_k wynika z wielkości zasobów i rocznego wydobywania

$$T_k = \frac{Z}{300 \cdot W_d} \quad \text{lat} \quad (101)$$

a po wstawieniu wartości Z z wzoru (100)

$$T_k = \frac{10^4 \cdot H_c \cdot z_{u2}}{300 \varphi} \quad \text{lat} \quad (102)$$

Wyżej podane wzory (88 do 102) stanowią podstawę, na której oparta jest metoda obliczenia optymalnej wielkości kopalni.

Optymalna wielkość kopalni. Wszystkie wielkości charakteryzujące optymalną wielkość kopalni jako funkcję zasadniczych parametrów z_{u2} , H_c , ε i φ można wyrazić na podstawie podanych wzorów w następującej postaci:

koszty eksploatacji $K = f_1 (W_d, \varepsilon, z_{u2}, \varphi, H_c) \quad \text{zł/T}$

obszar górniczy $P = f_2 (W_d, \varphi) \quad \text{m}^2$

zasoby przemysłowe $Z = f_3 (W_d, z_{u2}, \varphi, H_c) \quad T$

długość boków obszaru $a = f_4 (W_d, \varepsilon) \quad \text{m}$

$b = f_5 (\varepsilon, \varphi) \quad \text{m}$

czas eksploatacji $T_k = f_6 (z_{u2}, \varphi, H_c) \quad \text{lata}$

Optymalną wielkość wydobywania W_{opt} wyliczamy z funkcji f_1 na podstawie wartości k_{min} , wynikających dla danych wartości H_c z warunków osiągnięcia minimum

$$\frac{\partial k}{\partial W_d} = 0; \quad \frac{\partial k}{\partial \varepsilon} = 0; \quad \frac{\partial k}{\partial z_{u2}} = 0; \quad \frac{\partial k}{\partial \varphi} = 0$$

Po ustaleniu z tych warunków wartości $W_{d \text{ opt}}$ pozostałe parametry określające szukaną optymalną wielkość kopalni (P , Z , a ,

b , T_k) mogą być obliczone z funkcji f_2 , f_3 , f_4 , f_5 , f_6 . Zadanie sprowadza się więc do wyznaczenia na podstawie odnośnych funkcji wartości W_d , ε , z_{u2} i φ , dla których suma kosztów 1 T osiąga najmniejszą wartość.

Rozwiązanie podanych funkcji praktycznie dokonuje się sposobem graficznym.

Przebieg szczegółowego obliczenia polega na określaniu wartości k_{min} i $W_{d\ opt}$ dla założonych kolejno (warianty) wartości parametrów ε , z_{u2} i φ , przy czym otrzymuje się szereg względnych minimum kosztów dla kolejno przyjmowanych wartości z_{u2} , ε i φ .

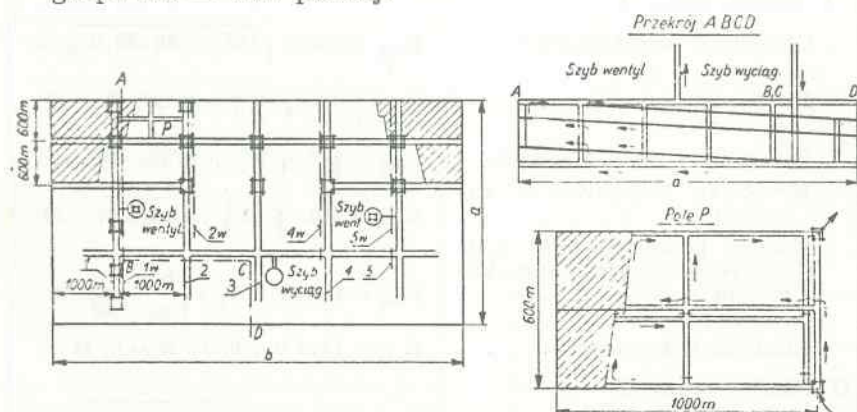
Najmniejsza wartość pomiędzy minimum względnymi stanowi minimum bezwzględne kosztów, a odpowiadająca mu wartość W_d jest wydobyciem optymalnym.

Analiza kosztów. Koszty wydobycia 1 T węgla można podzielić na 3 grupy:

- I — koszty malejące ze wzrostem wydobycia,
- II — koszty rosnące ze wzrostem wydobycia,
- III — koszty niezależne od wielkości wydobycia.

Całkowite koszty eksploatacji są sumą tych trzech grup kosztów, które graficznie można przedstawić w postaci:

- grupa I — hiperboli asymptotycznej do osi układu,
- grupa II — hiperboli odwróconej w stosunku do I,
- grupa III — linii prostej.



Rys. 9. Struktura kopalni i schemat rozcięcia poziomu według Ajdukiewicza

W uzupełnieniu do danych wyjściowych Ajdukiewicz przyjmuje głębokość eksploatacji $H_c = 500$ m; udostępnione pokłady rozcina chodnikami głównymi i pośrednimi po rozciągłości oraz pochylniami, otrzymując w ten sposób pola o wymiarach $600 \times$

× 1000 m (rys. 9). (1000 m — odległość między przekopami poziomymi). Dalsze rozważania Ajdukiewicz prowadzi w odniesieniu do przyjętego modelu kopalni i przyjętej głębokości eksploatacji.

Następnie dla przyjętej struktury kopalni przystępuje do obliczenia kosztów własnych dzieląc je na dwie grupy:

1. amortyzację nakładów inwestycyjnych,
2. koszty ruchowe (bezpośrednie).

Amortyzacja nakładów inwestycyjnych. Ze względu na okres używalności obiekty inwestycyjne dzieli się na:

- I. obiekty o długim okresie używalności
 $t = 50$ do 80 lat (budynki przemysłowe, szybowe, sortowni, płuczki, warsztatów, kotłowni, łaźni, magazynów i inne),
- II. obiekty o krótkim okresie używalności
 $t = 2$ do 25 lat (maszyny i urządzenia do przeróbki mechanicznej i wyciągowe szybów głównych oraz pomocniczych, wentylatory główne, maszyny, urządzenia i instalacje energetyczne, urządzenia maszynowe dla podsadzki, urządzenia warsztatowe oraz urządzenia i tabor transportowy).

Wzory na koszty

Rodzaj kosztów	Wzór podstawowy
I. Obiekty grupy I	
Obciążenie amortyzacyjne . .	$K_{ia1} = 1830 \cdot \sqrt{W_d^2 + 68\,000 W_d}$, zł
Inwestycje szybowe	$K_{is} = 840 \cdot \sqrt{W_d^2 + 40\,000 W_d}$, zł
Podszybia szybów głównych .	$K_{ic1} = \sqrt{780 W_d^2 + 12\,400 W_d}$, zł
Wyrobiska komorowe w kamieniu	$K_{ic2} = 280 \cdot \sqrt{W_d^2 + 12\,400 W_d}$, zł
Komora pomp, chodniki wodne, osadniki główne w kamieniu	$K_{ic3} = 40\,000 + W_d \cdot \left(\frac{b}{16} + 96 \right)$, zł
Chodniki w kamieniu	$K_{c14} = 1740 b + 0,313 W_d \cdot b$, zł
II. Obiekty grupy II	
Obciążenia amortyzacyjne . .	$K_{ia2} = 4720 \cdot \sqrt{W_d^2 + 68\,000 W_d}$, zł
Koszty inwestycyjne:	
a. sieci elektrycznej	$K_{ie1} = 4 \cdot 10^6 + 1000 W_d$, zł
b. sieci powietrza sprężonego	$K_{is2} = 700\,000 + 110 b +$ $+ W_d \cdot \left(\frac{W_d}{100 \epsilon} + 100 \right)$, zł

Amortyzację nakładów K_{i1} na obiekty grupy I rozkłada się na zasoby całej kopalni, a obciążenie amortyzacyjne 1 T wynosi

$$k_{i1} = \frac{K_{i1}}{Z} \text{ zł/T} \quad (103)$$

Obiekty grupy II natomiast obciążają tylko taką ilość produkcji, jaka zostanie uzyskana w okresie amortyzacyjnym T_2 danego obiektu. Stąd obciążenie 1 T dla tej grupy wynosi

$$k_{i2} = \frac{K_{i2}}{300 \cdot W_d \cdot T_2} \text{ zł/T} \quad (104)$$

Na podstawie literatury przedmiotu oraz analizy istniejących i projektowanych zakładów, normatywów i projektów typowych wyznaczono koszty amortyzacyjne wymienionych wyżej obiektów, w zależności od wydobywania. Otrzymane wzory zostały zestawione w tablicy 14.

Wzory zastępcze w tablicy 14 powstają przez zastąpienie w pewnym przedziale hiperboli prostą zastępczą. Hiperbola jest

amortyzacyjne

Tablica 14

Wzór zastępczy	Uwagi
$K_{ia1} = 17 \cdot 10^6 + 3450 W_d, \text{ zł}$ $K_{is} = 8 \cdot 10^6 + 1060 W_d, \text{ zł}$ $K_{ic1} = 3 \cdot 10^6 + 860 W_d, \text{ zł}$ $K_{ic2} = 1,1 \cdot 10^6 + 310 W_d, \text{ zł}$	Koszty założenia i urządzenia poziomu
$K_{ia2} = 40 \cdot 10^6 + 8050 W_d, \text{ zł}$	

wykreślona w oparciu o wzory podstawowe dla różnych wartości W_d (rys. 10 i 11).

Całkowity koszt amortyzacji nakładów inwestycyjnych otrzymuje się dzieląc nakłady przez zasoby kopalni lub poziomu (w zależności od przeznaczenia obiektu), a następnie sumując wartości dla poszczególnych obiektów. Tak więc dla przyjętych w analizie wartości końcowy wzór ma postać

$$k_i = \frac{21 \cdot 10^6 \cdot \varepsilon}{z_{u2} \cdot W_d \cdot b} + \frac{2300 \varepsilon}{z_{u2} \cdot W_d} + \frac{5320}{W_d} + \frac{4764 \varepsilon}{z_{u2} \cdot b} + \frac{0,0125 W_d}{z_{u2} \cdot b} + \frac{0,4 \varepsilon \cdot 0,08}{z_{u2}} + C \text{ zł/T} \quad (105)$$

Koszty ruchowe (bezpośrednie). Na podstawie przeprowadzonej analizy ustalono następujący podział kosztów:

a. koszty rosnące ze wzrostem wydobywania:

- a_1 — koszty robocizny dołowej zależne od efektywnego czasu pracy,
- a_2 — koszty przewozu głównego,
- a_3 — koszty utrzymania wyrobisk,
- a_4 — koszty przewietrzania,

b. koszty malejące ze wzrostem wydobywania:

- b_1 — koszty ciągnięcia szynami,
- b_2 — koszty odwodnienia,
- b_3 — koszty ogólne i administracyjne kopalni,

c. koszty niezależne od wydobywania

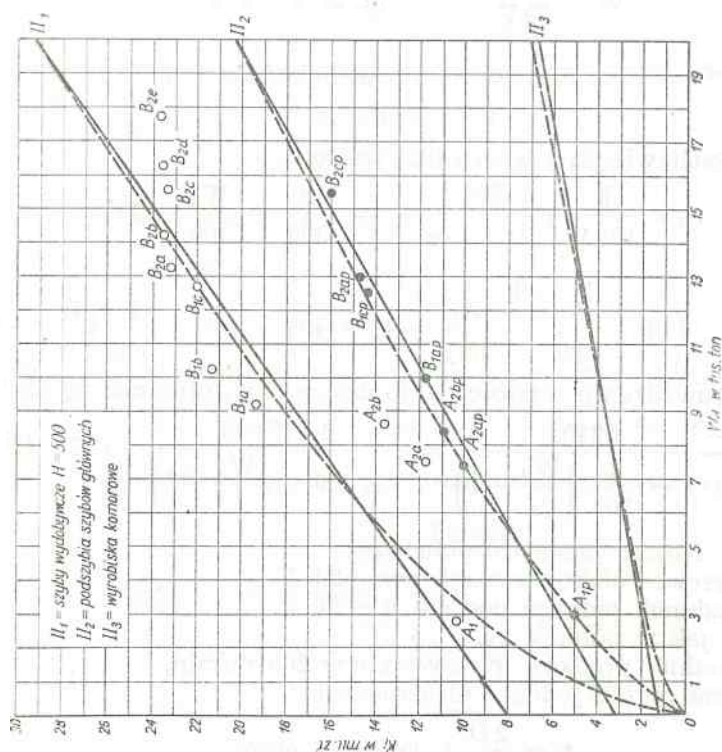
- c_1 — koszty przewozu i odstawy w polu,
- c_2 — koszty utrzymania sieci energetycznej,
- c_3 — koszty podsadzki pływnej,
- c_4 — koszty energii,
- c_5 — koszty robocizny i materiałów po potrąceniu odnośnych kwot, zawartych w pozycjach grup a. i b.

Koszty rosnące ze wzrostem wydobywania

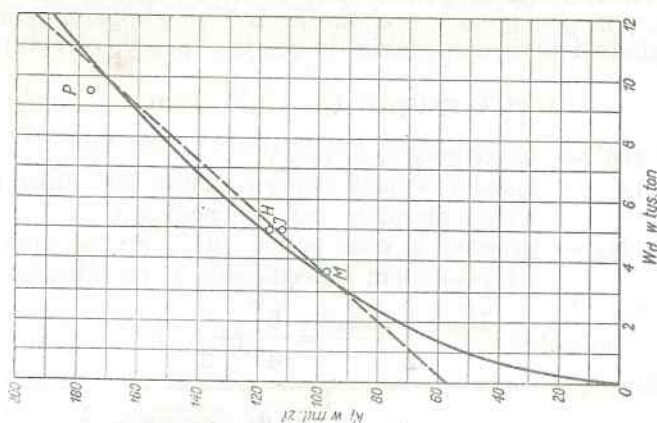
a_1 — Koszty obejmujące całą robociznę zakordowaną, tj. około 60% ogólnej robocizny.

Przy założeniu, że zarobek na dniówkę jest tu niezależny od czasu pracy, a tylko od wykonania, koszt robocizny na jednostkę pracy k_r w zł/T jest odwrotnie proporcjonalny do efektywnego czasu pracy t_e , tj. $k_r + k_{r1} = t_{e1} : t_e$. Wstawiając wartości konkretne dla k_{r1} i t_{e1} otrzymane ze statystyki i kosztów własnych kopalni otrzymuje się

$$k_r = k_{r1} \frac{t_{e1}}{t_e} = \frac{6240}{t_e} \text{ zł/T} \quad (106)$$



Rys. 10. Koszty szybów głównych podszybi i komór



Rys. 11. Koszty budynków urządzeń i maszyn na powierzchni (kopalinia niesamodzielną)

t_e zależy od długości dróg, a zatem od wielkości kopalni. Zakładając przewóz pociągami w chodnikach i przekopach polowych aż do pokładu i przejście pieszo do miejsca pracy, otrzymuje się wartości:

$$t_e = T_u - (t_{j1} + t_{j2} + t_{j3}) \quad \text{min}$$

gdzie

$T_u = 480'$ — ustawowy czas pracy,

$t_{j1} = 14'$ — zjazd i wyjazd szybem grupy 100 ludzi (odpowiada obsadzie jednego pociągu),

t_{j2} — przeciętny czas przewozu ludzi pociągiem tam i z powrotem z prędkością V na odległość

$$D = \frac{D_{max} + D_{min}}{2} = \frac{b}{4} + \frac{a}{2} \quad \text{m}$$

$$t_{j2} = \frac{2D}{60V} + \tau = \frac{\frac{b}{2} + a}{60V} + \tau \quad \text{min}$$

gdzie

$\tau \cong 12'$ — czas postoju na stacjach końcowych

$$V = 2,5 \text{ m/sek}$$

lub po podstawieniu z wzoru (92) wartości a

$$t_{j2} = \frac{b}{120V} + \frac{|W_d|}{120V \cdot \varepsilon} + \tau = \frac{b}{300} + \frac{W_d}{300} + 12'$$

Zatem

$$t_e = 480 - \left(14 + \frac{b}{300} + \frac{W_d}{300\varepsilon} + 12 + 40 \right) = 414 - \frac{1}{300} \left(\frac{W_d}{\varepsilon} + b \right)$$

a po wprowadzeniu wartości t_e do wzoru (106) otrzyma się dla k_r

$$k_r = \frac{6240}{414 - \frac{1}{300} \left(\frac{W_d}{\varepsilon} + b \right)} = \frac{1872000}{124200 - \left(\frac{W_d}{\varepsilon} + b \right)} \quad \text{zł/T} \quad (107)$$

a_2 — Koszty przewozu głównego.

1. Przewóz elektrowozami, wozy 2,5 T.

2. Ładunek jednego pociągu $q = 50$ T.

3. D jak w punkcie a_1 .

4. Średnia prędkość przewozu $v = 200$ m/min,

5. Czas obrotu jednego elektrowozu

$$t_i = \frac{2D}{v} + 25'/\text{jeden obrót}$$

6. Czas pracy elektrowozu $t_d = 12$ godz/dz.
 7. Liczba obrotów jednego elektrowozu dziennie

$$n_j = \frac{t_d}{t_j} = \frac{72\,000}{D + 2500}$$

8. Dzienny tonaż przewieziony przez jeden elektrowóz

$$Q_t = q \cdot n_j = \frac{3\,600\,000}{D + 2500} \text{ T/dz}$$

9. Ilość elektrowozów (E_j w ruchu + rezerwa E_r)

$$E = E_j + E_r = \frac{1,2 \cdot W_d}{Q_t} + 0,2 E_j + 1 = \frac{W_d(D + 2500)}{2\,500\,000} + 1$$

gdzie $(0,2 E_j + 1)$ oznacza ilość elektrowozów w rezerwie, a po wstawieniu D podanego w punkcie a_1

$$E = \frac{W_d^2}{10^7 \cdot \varepsilon} + \frac{W_d \cdot b}{10^7} + \frac{W_d}{1000} + 1$$

U w a g a : w obliczeniach przyjęto, że tonaż przewożonego kamienia i materiałów wynosi $0,2 W_d$.

10. Tabor wozów

$$W = 1,2 (W_a + W_{b1} + W_{b2} + W_c)$$

gdzie

W_a — ilość wozów w ruchu,

$$W_a = n_w \cdot E_j = \frac{W_d(D + 2500)}{150\,000}$$

$$n_w = 20 \text{ wozów (1 pociąg)}$$

W_{b1} — ilość wozów rezerwowych (na pokrycie różnicy czasu

pracy szybu $t_s = 8$ godz i przodków $t_e = 6,9 - \frac{D}{4500}$ godz/zm),

przeciętna godzinowa przelotowość szybu,

$$q_s = \frac{W_d}{16} \text{ T/godz}$$

tonaż wozów rezerwowych

$$R_{b1} = q_s (t_s - t_e) = \frac{W_d}{16} \left(8 - 6,9 + \frac{D}{4500} \right) \text{ T}$$

a ilość wozów rezerwowych

$$W_{b1} = \frac{R_{b1}}{2,5} = W_d \left(0,028 + \frac{D}{180\,000} \right) \text{ wozów}$$

W_{b2} — rezerwa w oddziałach produkcyjnych (na pokrycie szczytów wydobywania) równa $\frac{1}{4}$ godziny maksymalnego wydobywania, które przyjmuje się w wysokości 170% przeciętnego załadowania,

$$q_f = \frac{W_d}{2 t_s} \cdot \frac{t_s}{t_e} = \frac{W_d}{2 t_e} \text{ T/godz}$$

$$q_{f \max} = 1,7 q_f = 1,7 \frac{W_d}{2 t_e} \text{ T/godz}$$

zatem tonaż wozów rezerwowych wynosi

$$R_{b2} = \frac{1}{4} \cdot q_{f \max} = \frac{1,7 W_d}{8 t_e} \text{ T}$$

a ilość wozów rezerwowych

$$W_{b2} = \frac{R_{b2}}{2,5} = \frac{0,085 W_d}{t_e} = \frac{W_d}{81 - 0,0026 D} \text{ wozów}$$

W_c — ilość wozów w podszybiu (1 pociąg pełny + 1 pociąg próżny = 40 wozów). Rezerwa na $\frac{1}{2}$ godz pracy szybu

$$\frac{1}{2} \cdot \frac{q_s}{2,5} = \frac{W_d}{80} \text{ wozów}$$

$$W_c = \frac{W_d}{80} + 40 \text{ wozów}$$

ilość wozów do przewozu kamienia, materiałów oraz w remoncie przyjęto w wysokości 20% ogólnego taboru. Po zsumowaniu obliczonych dla W_a , W_b , W_{b2} , W_c ilości wozów, zwiększeniu sumy o 20%, uwzględniającej przewóz kamienia, materiałów i wozy znajdujące się w remoncie oraz po podstawieniu wyprowadzonej wielkości

$$D = \frac{b}{4} + \frac{W_d}{4 \varepsilon}, \text{ otrzymuje się}$$

$$W = \left[\frac{0,148}{10^4} \cdot \left(\frac{b}{4} + \frac{W_d}{4 \varepsilon} \right) + 0,07 + \right. \\ \left. + \frac{1}{68 - 0,0005 \left(b + \frac{W_d}{\varepsilon} \right)} \right] \cdot W_d + 48 \text{ wozów} \quad (108)$$

Ponieważ ostatni człon w nawiasie kwadratowym wykazuje bardzo małe wahania w granicach skrajnych wartości ε , φ , W_d (od 0,017 do 0,021), przeto można uznać, że ma on wartość stałą, równą 0,02. Uproszczony w ten sposób wzór przyjmie postać

$$W = \left[\frac{0,037}{10^4} \cdot \left(b + \frac{W_d}{\varepsilon} \right) + 0,09 \right] W_d + 48 \text{ wozów} \quad (109)$$

11. Koszty robocizny

$K_r = 75 \text{ zł/dn}$ — koszt dniówki maszynisty i konduktora,

$Q'_r = \frac{Q_r}{2}$ — ilość ton przewiezionych przez 1 elektrowóz/zm,

$k_r = \frac{K_r}{\frac{Q_r}{2}} \text{ zł/T}$ — koszt robocizny przypadający na 1 T wydobywania,

skąd po podstawieniu konkretnych wartości oraz wartości D z punktu a_1 otrzymamy

$$k_r = \frac{1,04}{10^5} \left(\frac{W_d}{\varepsilon} + b \right) + 0,104 \text{ zł/T}$$

12. Koszty energii

$C_e = 0,007 \text{ zł/Tkm}$ — koszt energii obciążający 1 Tkm użyt. (przy zużyciu 0,113 kWh/Tkm i cenie 0,06 zł/kWh).

Dla przewozu 1 T trzeba wykonać

$$q' = \frac{D}{1000} \cdot 1 = \frac{1}{4000} \cdot \left(\frac{W_d}{\varepsilon} + b \right) \text{ Tkm użyt/T}$$

Zatem jednostkowy koszt energii przewozu

$$k_e = q' \cdot C_e = \frac{1,75}{10^6} \left(\frac{W_d}{\varepsilon} + b \right) \text{ zł/T}$$

13. Koszty utrzymania taboru

Koszt ten w zł obciążający 1 Tkm użyt. wyprowadzono na podstawie obliczeń wykonanych dla kopalni przeciętnej wielkości na podstawie przybliżonych danych zaczerpniętych z praktyki. Wynosi on

$$k' = 0,0172 \text{ zł/Tkm użyt}$$

Dla ilości Tkm użyt. przypadających na 1 T

$$q' = \frac{1}{4000} \left(\frac{W_d}{\varepsilon} + b \right) \text{ Tkm użyt/T}$$

Koszt utrzymania przypadający na 1 T wynosi

$$k_u = q' \cdot k' = \frac{4,3 \left(\frac{W_d}{\varepsilon} + b \right)}{10^6} \text{ zł/T}$$

14. Amortyzacja taboru

Przyjmując okres amortyzacyjny dla elektrowozów 15 lat, a dla wozów 10 lat, przy cenach z 1951 r. roczne obciążenie amortyzacyjne wyniesie

$$K_a = 6860 E + 500 W \text{ zł/rok}$$

gdzie

E — liczba elektrowozów,

W — liczba wozów.

Po wstawieniu zamiast E i W wartości podanych w punkcie 9 i 10 otrzymamy

$$K_a = \frac{25,4 \cdot W_d^2}{10^4 \cdot \varepsilon} + \left(\frac{25,4}{10^4} \cdot b + 51,9 \right) \cdot W_d + 30\,860 \text{ zł/rok}$$

przy wydobyciu rocznym $300 W_d$ obciążenie na 1 T wyniesie

$$k_a = \frac{K_a}{300 \cdot W_d} = \frac{8,45}{10^6 \cdot \varepsilon} W_d + \frac{8,45}{10^6} \cdot b + 0,173 + \frac{103}{W_d} \text{ zł/T}$$

Łączne koszty przewozu głównego wynoszą zatem

$$k_p = (k_r + k_e + k_u + k_a) \text{ zł/T}$$

a po wstawieniu obliczonych poprzednio wartości $k_r, \dots, k_a$ otrzymuje się

$$k_p = \frac{2,5 W_d}{10^5 \cdot \varepsilon} + \frac{2,5}{10^5} \cdot b + \frac{103}{W_d} + 0,104 \text{ zł/T} \quad (110)$$

a_3 — Koszty utrzymania wyrobisk.

Na podstawie danych statystycznych oraz kosztów własnych wypośredkowano przeciętny dzienny koszt utrzymania 1 m chodnika; wynosi on w węglu — 0,35 zł/m dz, a w kamieniu — 0,24 zł/m dz.

1. Koszty utrzymania chodników w węglu są wartością stałą, niezależną od wielkości kopalni: $k_1 = c_1$. Ich długość zależy bowiem tylko od sposobu przygotowania i wybierania. Tak więc przy określonym systemie eksploatacji, długość chodników w 1 polu wybierania jest wielkością stałą, a koszty utrzymania obciążają produkcję z tego pola, którą w przybliżeniu przyjęto również za stałą. Zwiększenie wydobycia kopalni wynika przy tym założeniu tylko ze zwiększenia ilości pól wybierania (niezmienne warunki w poszczególnych polach).

2. Koszty utrzymania chodników w kamieniu:

$D_k = b$ — długość chodników kierunkowych, m,

$D_p = a$ — długość przekopu, m,

$n = \frac{W_d}{2000}$ — ilość czynnych przekopów (przy założeniu, że przeciętne wydobyte z 1 pola wynosi 2000 T/dz),

$2 n D_p = \frac{W_d \cdot a}{1000}$ — łączna długość czynnych przekopów połączonych na poziomach głównym (przewozowym) i wentylacyjnym.

Dzienny koszt utrzymania chodników w kamieniu

$$K_2 = (D_k + 2 n D_p) \cdot 0,24 = \left(b + \frac{W_d \cdot a}{1000} \right) 0,24 \text{ zł/dz}$$

a koszt utrzymania przypadający na 1 T wydobywania

$$k_2 = \frac{K_2}{W_d} = \left(\frac{b}{W_d} + \frac{a}{1000} \right) \cdot 0,24 \text{ zł/T}$$

3. Koszty utrzymania szybków są wartością stałą $K_3 = c_3$, ponieważ na każde pole wybierania o wydobywaniu przeciętnie stałym przypada określona w schemacie udostępnienia kopalni stała ilość szybków. Łącznie koszty utrzymania wyrobisk korytarzowych obciążających 1 T wydobywania wyniosą więc

$$K_{ut} = K_1 + K_2 + K_3 = c_1 + c_3 + 0,24 \frac{b}{W_d} + \frac{0,24 W_d}{2000 \varepsilon}$$

lub

$$K_{ut} = \frac{0,24 b}{W_d} + \frac{0,12}{1000} \cdot \frac{W_d}{\varepsilon} + C \text{ zł/T} \quad (111)$$

gdzie $C = c_1 + c_3$

a_4 — Koszty przewietrzania.

Orientacyjne obliczenia oparto na uproszczonym schemacie przewietrzania. Powietrze wpada szybem głównym, po czym w chodniku kierunkowym rozdziela się na prądy skrzydłowe, następnie prąd w każdym skrzydle dzieli się na przekopy połowe, którymi dostaje się do pól wybierania.

Powietrze zużyte płynie do przekopów wentylacyjnych (na poziomie wentylacyjnym), a następnie chodnikami do szybu wentylacyjnego (według założeń jeden szyb wentylacyjny przypada na dwa pola wybierania).

Do obliczenia naporu wzięto za podstawę jedną bocznice o największej długości i ilości powietrza. Pozostałe bocznice są w za-

sadzie prądami równoległymi, których opór będzie regulowany za pomocą tam. Pominięcie tych prądów w obliczeniach stanowi pewną nieścisłość (otrzymuje się nieco większą depresję), jednakże nie ma to istotnego znaczenia, ponieważ koszty energii przewietrzania stanowią stosunkowo nie wielką pozycję w ogólnych kosztach.

Dla omawianego przykładu przyjęto:

$2 \text{ m}^3/\text{min}/\text{T}$ — potrzebna ilość powietrza na 1 T wydobycia według PTEKW,

$Q = 2 \cdot W_d \text{ m}^3/\text{min}$ — potrzebna ilość powietrza

$$\left(q = \frac{W_d}{30} \text{ m}^3/\text{sek} \right),$$

$v = 8 \text{ m}/\text{sek}$ — dopuszczalna prędkość powietrza,

$$\Delta h = \frac{\alpha \cdot l \cdot P \cdot v^3}{S} \text{ mm sł. wody — depresja.}$$

Po wstawieniu do wzoru na depresję Δh odpowiednich wartości α , l , P , S z tablicy 15 oraz wartości $\alpha = \frac{W_d}{2\varepsilon}$ i v otrzymamy

$$\Sigma \Delta h = \frac{0,062}{\varepsilon} + \frac{6,8 b}{10^4} \cdot \left[9 + \frac{W_d}{830} + \left(\frac{W_d}{5000} \right)^2 \right] + 115 \text{ mm}$$

Rozdział powietrza

Drogi powietrza	Przeciętna długość drog powie- trznych	Przekrój S
	m	m^2
Szyby główne	500	$24 \div 85^1$
Chodnik kierunkowy (1 skrzydło) .	$b/4$	$\text{min} = 10$
Przekop polowy	$a/2$	10
Szybik do pola wybierania	80	12
1 pole wybierania bocznica w 1 po- ziomie	1600	przeciętnie 7
Szybik wentylacyjny	80	12
Przekop wentylacyjny	$a/2$	10
Szyb wentylacyjny (dla 2 pól prze- kopowych)	340	9,6 do 28

U w a g i :

1) Dla $W_d = 3000 \text{ T}$ jeden szyb o średnicy 5,5 m, dla $W_d = 18000 \text{ T}$

2) Przyjęto dwa pola, jedno w pełnej eksploatacji — $3000 \text{ m}^3/\text{min}$

3) Przyjęto dwa pokłady po $750 \text{ m}^3/\text{min}$ powietrza.

(Uwzględniono tutaj następujące drogi powietrza: szyby główne, chodnik kierunkowy, przekop połowy, szybik wydobywczy, pole wybierania, szybik wentylacyjny, szyb wentylacyjny). Energia dla przewietrzania całej kopalni wyniesie

$$N = \frac{q \cdot \sum \Delta h}{102 \cdot \eta} \text{ kW}$$

Dobowe koszty energii przewietrzania przy cenie 0,06 zł/kWh

$$K_{ew} = 24 \cdot N \cdot 0,06 = \frac{24 \cdot q \cdot \sum \Delta h}{102 \cdot \eta} \cdot 0,06 \text{ zł/dz}$$

Koszty obciążające 1 T wydobycia (przy $q = \frac{W_d}{30}$ i $\eta = 0,7$)

$$k_{ew} = \frac{K_{ew}}{W_d} = \frac{1}{10^4} \cdot \left[\frac{0,42 \cdot W_d}{\varepsilon} + \frac{W_d \cdot b}{183\,000} + \right. \\ \left. + 0,0046 b \cdot \left(\frac{W_d}{5000} \right)^2 + 0,042 b \right] + C_1 \text{ zł/T} \quad (112)$$

Koszty obsługi i utrzymania wentylatorów są małe i w obliczeniach zostały pominięte, a koszty utrzymania chodników wentylacyjnych zostały już podane w punkcie a_3 .

Tablica 15

w rozpatrywanej bocznicy

Stosunek obwodu P do przekroju S (P/S)	Rodzaj obudowy	Współczynnik α	Ilość powietrza m^3/min
0,53 do 0,73	murowana	$25/10^4$	$Q = 2 W_d$
1,2	ŁP	$23/10^4$	$\frac{Q}{2} = W_d$
1,2	ŁP	$23/10^4$	$3000 + 1000 = 4000^3)$
1,16	drewniana	$20/10^4$	$2 \cdot 1500 = 3000$
1,57	drewniana	$17/10^4$	$2 \cdot 750 = 1500^3)$
1,16	drewniana	$20/10^4$	3000
1,2	ŁP	$23/10^4$	4000
0,8	murowana	$25/10^4$	$2 \cdot 4000 = 8000$

dwa szyby o średnicy 7,2 i 7,5 m.
powietrza, drugie w częściowej eksploatacji — 1000 m³/min powietrza.

Koszty malejące ze wzrostem wydobywania.

b_1 — Koszty ciągnięcia szybami.

1. Koszty energii oraz materiały dla ruchu i utrzymania są przy danej głębokości proporcjonalne do wydobywania i stanowią stałe obciążenie 1 T

$$k_e + k_m = c_1 \text{ zł/T}$$

2. Robocizna — z badań kosztów obsługi potrzebnej do wydobywania 3000 T/dz (tj. dwoma urządzeniami wyciągowymi w szybie głównym przy dwóch wyciągach pomocniczych w szybach wentylacyjnych i pomocniczym) oraz obsługi potrzebnej do wydobywania 6000 T/dz (4 wyciągi główne i 2 pomocnicze) wynika, że koszty te wzrastają według funkcji

$$K_r = C_r + c_r \cdot W_d \text{ zł/dz}$$

stąd koszty obciążające 1 T

$$k_r = \frac{K_r}{W_d} = \frac{C_r}{W_d} + c_r \text{ zł/T}$$

a po wstawieniu wartości C_r

$$k_r = \frac{416}{W_d} + c_r \text{ zł/T}$$

Koszty całkowite ciągnięcia szybami wynoszą zatem

$$k_s = k_e + k_m + k_r = c_1 + c_r + \frac{416}{W_d} = C_3 + \frac{416}{W_d} \text{ zł/T} \quad (113)$$

gdzie $C_3 = c_1 + c_r$

b_2 — Koszty odwadniania.

Składa się na nie:

- I — koszt energii,
- II — koszt robocizny (obsługa i utrzymanie urządzeń)
- III — koszt amortyzacji maszyn i urządzeń o krótkim okresie amortyzacyjnym (obiekty długotrwałe, jak komory pomp, chodniki wodne itd. wchodzi w zakres inwestycji i są tam rozpatrzone).

Wielkość dopływu naturalnego

$$Q_n = C_w \cdot P \text{ m}^3/\text{dobę}$$

($C_w = 1000 \text{ m}^3/\text{km}^2 \text{ dobę}$ — wartość średnia dla Zagłębia Górnosląskiego)

Ilość wody z podszadzki płynnej

$$Q_p = \frac{0,8 \mu \cdot s}{1,3} \cdot W_d = \frac{W_d}{1,63} \text{ m}^3/\text{dobę}$$

gdzie $\mu = 0,5$ — udział wydobywania z podsadzką płynną, stosunek wody do piasku 2 : 1 ($s = 2$) oraz $0,8 \text{ m}^3$ piasku na 1 m^3 węgla.

Cała ilość wody wynosi

$$Q = Q_n + Q_p = C_w P + \frac{W_d}{1,63} \text{ m}^3/\text{dobę}$$

Wysokość kosztów zależy od iloczynu $Q \cdot H$. Na podstawie danych z analizy kosztów w kopalniach, ustalono przeciętne koszty energii, amortyzacji maszyn i urządzeń, koszty utrzymania i napraw w wysokości $0,053 \text{ zł/hm}$ (1 hm — hektometr = 1 m^3 wody podniesiony na 100 m wysokości = 10^5 kGm).

1. Koszty odwadniania głównego.

Ilość hektometrów na dobę

$$\frac{Q \cdot H}{100} \text{ hm}$$

Dzienny koszt energii, amortyzacji i utrzymania

$$K_{o1} = \frac{0,053 \cdot Q \cdot H}{100} \text{ zł/dobę}$$

Dzienny koszt robocizny zależy od ilości pomp (od wielkości dopływu wody), a niezależny jest od wysokości tłoczenia. Przyjmując obłożenie 3 ludzi/dobę, przy dopływie wody $1 \text{ m}^3/\text{min}$, a 9 ludzi/dobę przy $7 \text{ m}^3/\text{min}$, otrzymuje się dla dziennych kosztów robocizny funkcję

$$K_{or1} = 75 + 0,03 Q \text{ zł/dobę}$$

2. Koszty odwadniania w polu. Koszty energii i amortyzacji urządzeń są niezależne od wielkości wydobywania (zależą od wielkości i warunków pola) i w rozważaniach tych zostały pominięte.

Robocizna i koszty utrzymania są proporcjonalne do Q , ponieważ przeciętna wysokość tłoczenia jest stała dla danych warunków.

Stanowią one:

$K_{or2} = 0,03 Q \text{ zł/dobę}$ — koszty robocizny,

$K_{ou2} = 0,01 Q \text{ zł/dobę}$ — koszty utrzymania i napraw.

Całkowite koszty dzienne odwadniania po zsumowaniu oraz podstawieniu wartości Q , P oraz $H = 500 \text{ m}$

$$K_o = K_{o1} + K_{or1} + K_{or2} + K_{ou2} = \left(\frac{W_d \cdot b}{2000 s} + 0,61 W_d \right) \cdot \left(\frac{5,3 \cdot 500}{10^4} + 0,07 \right) + 75 \text{ zł/dobę}$$

a koszty obciążające 1 T

$$k_o = \frac{K_o}{W_d} = \frac{0,17b}{1000 \text{ } \epsilon} + \frac{75}{W_d} + C_3 \text{ zł/T} \quad (114)$$

b_3 — Koszty ogólne i administracyjne kopalni.

Na podstawie kosztów własnych 8 kopalń o wydobywaniu 1900 do 8000 T/d graficznie wypośredkowano funkcję przebiegu kosztów

$$k_{ok} = \frac{5000}{W_d} + 3,1 \text{ zł/T} \quad (115)$$

Tablica 16

Zestawienie kosztów ruchowych zależnych od wydobywania

Lp.	Stanowiska	Wyniki, zł/T
1	Koszty robocizny zakordowanej na dole	$k_r = \frac{1\,872\,000}{124\,200 - \left(\frac{W_d}{\epsilon} + b\right)}$
2	Koszty przewozu głównego	$k_p = \frac{2,5}{10^5 \epsilon} W_d + \frac{2,5b}{10^5} + \frac{103}{W_d} + 0,104$
3	Koszty utrzymania wyrobisk górniczych	$k_{ut} = \frac{0,24b}{W_d} + \frac{0,12 \cdot W_d}{1000 \epsilon} + C$
4	Koszty energii przewietrzania	$k_{ew} = \frac{1}{10^4} \cdot \left[\frac{0,42 W_d}{\epsilon} + \frac{W_d \cdot b}{183\,000} + 0,0046 b \cdot \left(\frac{W_d}{5000}\right)^2 + 0,042 b \right] + C_1$
5	Koszty ciągnięcia szypami .	$k_s = \frac{416}{W_d} + C_2$
6	Koszty odwadniania . . .	$k_o = \frac{0,17b}{1000 \epsilon} + \frac{75}{W_d} + C_3$
7	Koszty ogólne i kierownictwa kopalni	$k_{ok} = \frac{5000}{W_d} + 3,1$

Koszty niezależne od wielkości wydobywania

Do grupy tej Ajdukiewicz zalicza wszystkie koszty, które powstają w samym polu wybierania. Są one zależne od warunków naturalnych i technicznych w polu wybierkowym. Należą tutaj obok wymienionych kosztów (gr. c) koszty inwestycyjne maszyn i urządzeń górniczych dołowych o krótkim okresie amortyzacji (1 do 5 lat). Koszty te zostały w obliczeniach pominięte.

W ten sposób obliczono dla założonych warunków i danych ($H_c = 500$ m) wszystkie stanowiska kosztów ruchowych (tabl. 16). Po zsumowaniu i uporządkowaniu tych kosztów otrzymuje się równanie

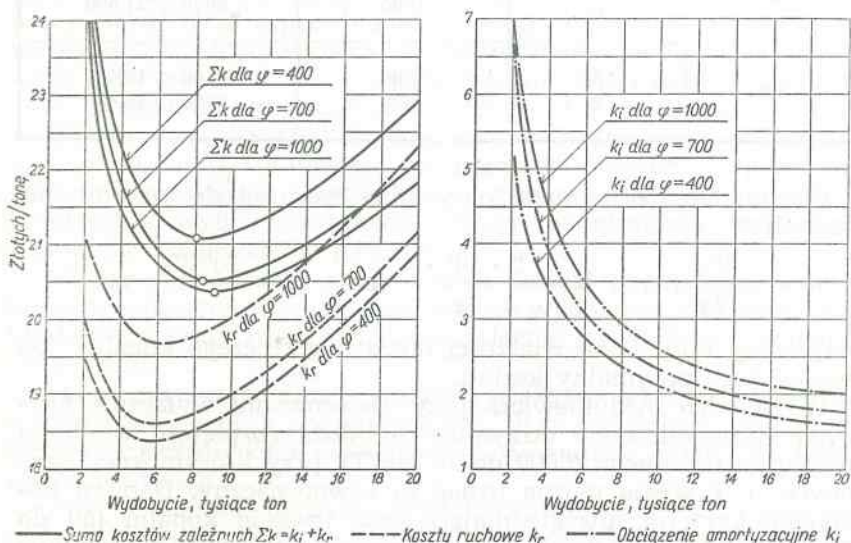
$$\Sigma_{kr} = \frac{187 W_d}{10^6 \cdot \varepsilon} + \frac{W_d \cdot \varepsilon}{910 \varphi} + \frac{3,7 \cdot W_d \cdot \varepsilon}{10^8 \cdot \varphi} +$$

$$+ \frac{1\,872\,000}{124\,200 - \left(\frac{W_d}{\varepsilon} + \frac{2 \cdot 10^6 \cdot \varepsilon}{\varphi} \right)} + \frac{5594}{W_d} +$$

$$+ \frac{48 \cdot 10^4 \cdot \varepsilon}{W_d \cdot \varphi} + \frac{58 \cdot \varepsilon}{\varphi} + \frac{340}{10^5 \cdot \varepsilon} + C \text{ zł/T}$$

W celu ustalenia optymalnej wielkości kopalni sumuje się wszystkie koszty zależne od wydobycia (koszty ruchowe + koszty amortyzacji inwestycji), a następnie rozwiązuje się otrzymane równanie ze względu na interesujące nas parametry (W_d , z_{u2} , φ , ε). Graficzne rozwiązanie funkcji pokazano na rys. 12.

Funkcja ta (kosztów wydobycia), jak to wynika z rys. 12, ma swoje minimum dla określonej wartości W_d , którą otrzymuje się $dK/dW_d = 0$



Rys. 12. Wykres kosztów całkowitych zależnych

$\varepsilon = 1,5$ T/m — wskaźnik wykorzystania frontu, $z_{u2} = 3$ T/100 m³ — wskaźnik zasobności, φ — wskaźnik natężenia eksploatacji.

Wielkość wydobycia W_d , dla której wysokość kosztów eksploatacji osiąga minimum, jest optymalną wielkością wydobycia, przy której dla założonych parametrów koszty są minimalne. Przy założonych parametrach ε i z_{u2} , które charakteryzują warunki techniczne i naturalne kopalni, otrzymuje się różne wartości optymalne dla W_d , odpowiadające różnym wartościom minimalnym K dla różnych wielkości parametru φ . Są to minima względne, a najmniejsza wartość między nimi stanowi minimum bezwzględne dla danych wartości ε , z_{u2} .

Wartość W_d , dla której koszty osiągają minimum bezwzględne, jest optymalną wielkością wydobycia $W_{d\text{ opt}}$, a odpowiadająca mu wartość φ jest optymalną wartością wskaźnika natężenia eksploatacji φ_{opt} dla danych ε i z_{u2} (tablica 17).

Tablica 17

Wydobycie dobowe kopalni w zależności od współczynnika wykorzystania frontu, zasobności i natężenia eksploatacji (według Ajdukiewicza)

ε T/m	z_{u2} T/100 m ³	φ T/km ² /dobę	W_d T/dn
3	3	1000	8000 ÷ 20 500
	2	1000	8600 ÷ 21 500
1,5	3	700	5500 ÷ 13 000
	2	700	6000 ÷ 13 400

Podstawiając otrzymane optymalne wartości do wzorów już znanych

$$a = \frac{W_d}{2\varepsilon} \text{ m}; \quad b = \frac{2 \cdot 10^6 \cdot \varepsilon}{\varphi} \text{ m}; \quad P = \frac{10^6 W_d}{\varphi} \text{ m}^2$$

otrzymamy optymalne wielkości obszaru górniczego kopalni, jak również jego optymalny kształt.

W metodzie Ajdukiewicza przy zastosowaniu wyłącznie kryterium ekonomicznego otrzymuje się dużą rozpiętość wielkości wydobycia dziennego (6000 do 20 000 T), przy którym koszt wydobycia 1 T węgla można uznać za równoznaczny. Dopiero dodatkowe kryteria, uwzględniające czas trwania kopalni (50 do 80 lat), jak również względy organizacyjne, pewności ruchu oraz bezpieczeństwa zadecydują o wyborze odpowiedniej wielkości wydobycia w pobliżu dolnej granicy najniższych kosztów eksploatacji.

Zwiagin na podstawie danych statystycznych z kopalń czynnych oraz wskaźników wziętych z projektów nowych kopalń węgla określa optymalną zdolność wydobywczą oraz czas trwania kopalni, przyjmując że najniższe koszty własne 1 T wydobywania stanowią zasadniczy warunek określenia optymalnego wydobywania.

Poza tym Zwiagin wychodzi z założenia, że w warunkach podziemnego wydobywania węgla lub innych mineralów użytecznych odpowiednia technologia, technika i właściwa organizacja pracy zapewniają większy postęp przodków wybierkowych i przygotowawczych, jak również należyte wykorzystanie frontu górniczego; w wyniku otrzymuje się z przodku wybierkowego wydobywanie, które można uważać jako wydobywanie optymalne.

Najważniejsze czynniki, które powinny być uwzględniane przy określaniu optymalnej zdolności wydobywczej kopalni oraz czasu jej trwania, są:

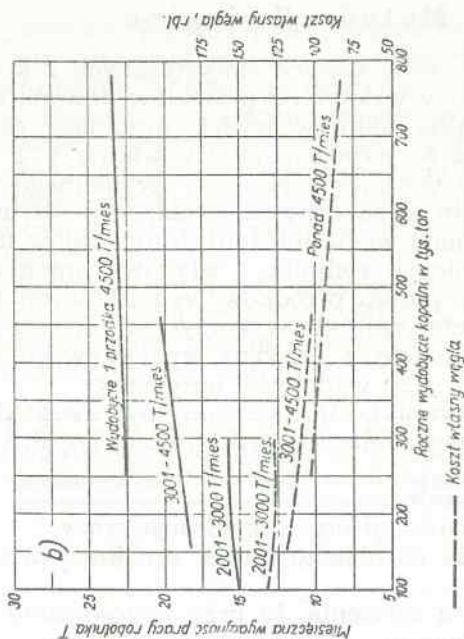
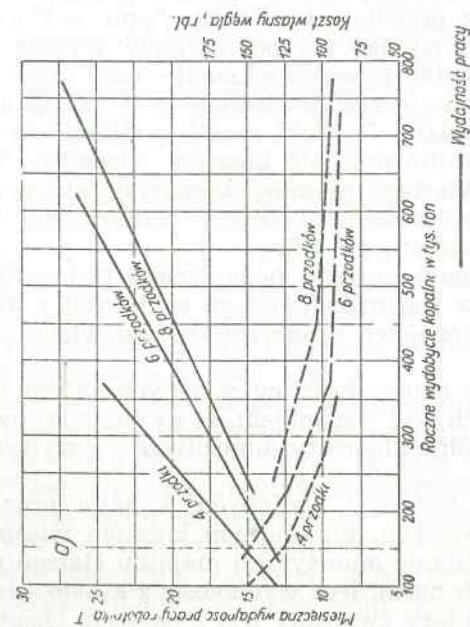
1. warunki naturalne,
2. stopień mechanizacji oraz organizacja pracy,
3. długość frontu górniczego i ilość urobku z przodków wybierkowych.

Autor wychodzi z założenia, że przy zastosowaniu odpowiedniego systemu wybierania, właściwej mechanizacji i organizacji pracy, wydobywanie z przodku określonego typu można przyjąć za wartość stałą. Stąd wynika, że podniesienie wydobywania kopalni może odbywać się tylko przez zwiększenie ilości czynnych przodków. (Przeciętne miesięczne wydobywanie z 1 przodku w ZSRR w 1956 r. wynosiło 4100 T). Taki sposób podniesienia wydobywania ma wpływ na kształtowanie się kosztów własnych. Wpływ ten w danym przypadku będzie mniej korzystny niż w przypadku zwiększenia wydobywania kopalni drogą podniesienia wydobywania z istniejących przodków (rys. 13).

W przeprowadzonej analizie będą wzięte pod uwagę zmiany kosztów własnych w warunkach stałego wydobywania z przodku wybierkowego przy różnej ich ilości, zależnie od wielkości wydobywania kopalni.

Dane dotyczące zmian kosztów własnych można zaczerpnąć z kopalń istniejących pod warunkiem, że są one księgowane z rozbiorem na poszczególne elementy, umożliwiające wyłączenie kosztów amortyzacji.

Przy ustalaniu rocznego wydobywania kopalni oraz czasu jej trwania, odpowiadających minimalnym kosztom własnym węgla, konieczne jest określanie amortyzacji majątku stałego nie według przyjętych rocznych norm, lecz wychodząc z kosztorysu tej części majątku trwałego, który związany jest z okresem eksploatacji ko-



Rys. 13. Zależność wydajności pracy i kosztów własnych węgla od wysokości rocznego wydobycia w kopalniach Zagłębia Donieckiego
 a — przy stałej ilości przodków i wzroście wydobycia z jednego przodka, b — przy stałym wydobyciu z jednego przodka i wzroście ilości przodków

pałń (Grupa I) i który służył za podstawę do rozrachunków między inwestorem a wykonawcą.

Amortyzacja maszyn, urządzeń lub innych pozycji majątku trwałego, których okres eksploatacji jest mniejszy od czasu trwania kopalni, powinna być obliczana przy uwzględnieniu ich okresu pracy. Jest to grupa II majątku trwałego, której przeciętna stopa amortyzacyjna wynosi 9% ich wartości w stosunku rocznym.

Wydatki na kapitalne remonty powinny być liczone na podstawie przeciętnych danych faktycznych; stanowią one:

dla grupy I — 2% rocznie ich wartości,

dla grupy II — 3% rocznie ich wartości.

Najpewniejszą oceną wartości majątku trwałego kopalń stanowi zatwierdzony kosztorys budowy — uzupełniony przewidywanymi nakładami pozakosztorysowymi.

Ponadto należy doliczyć nakłady inwestycyjne, które ponoszone będą w okresie eksploatacyjnym kopalni zgodnie z zatwierdzonymi projektami. (Są to inwestycje na utrzymanie zdolności produkcyjnej kopalni). Nie uwzględnia się natomiast nakładów na zakłady przeróbki mechanicznej, budownictwo mieszkaniowe oraz cele kulturalno-oświatowe.

Na podstawie wytycznych omówionych wyżej i wychodząc z założenia, że całkowity koszt własny węgla składa się z kosztów ruchowych (bezpośrednich) i amortyzacji nakładów inwestycyjnych, można ustalić taką wielkość zdolności wydobywczej kopalni, przy której zyski kopalni ze sprzedaży wydobytego węgla będą największe, tzn. gdy P — zysk przedsiębiorstwa za cały okres eksploatacyjny — będzie najwyższy

$$P = Z_w [a' - (b + f)] \quad (116)$$

gdzie

- P — zysk przedsiębiorstwa na cały okres eksploatacyjny,
- Z_w — całkowite wydobyte zasoby (zależą od okresu eksploatacji kopalni),
- a' — sprzedażna cena jednostkowa węgla (zależy od warunków panujących na rynku),
- b — koszty własne ruchowe (zależą od zdolności produkcyjnej kopalni i racjonalnego prowadzenia robót górniczych),
- f — amortyzacja nakładów inwestycyjnych (zależy od warunków geologicznych złoża i zdolności produkcyjnej kopalni).

Zebrane i skorygowane dane kosztów budowy kopalń węgla w zależności od wielkości wydobycia, obliczone na podstawie zatwierdzonych kosztorysów, udało się ująć w proste wzory matematyczne, stosując metodę najmniejszych kwadratów:

Dla grupy I

Nakłady inwestycyjne na budowę jednej kopalni w tys. rbl.

$$K_1 = K'_1 + K''_1 \cdot W_r \quad (117)$$

Amortyzacja przypadająca na 1 T zasobów przemysłowych w rbl.

$$P_1 = \frac{K'_1}{Z} + \frac{K''_1}{Z} \cdot W_r \quad (118)$$

Dla grupy II

Nakłady inwestycyjne na wyposażenie jednej kopalni w tys. rbl.

$$K_2 = K'_2 + K''_2 \cdot W_r \quad (119)$$

Amortyzacja przypadająca na 1 T zasobów w rbl.

$$P_2 = K'_3 + \frac{K''_3}{W_r} \quad (120)$$

gdzie

W_r — roczne wydobywanie kopalni, tys. ton,

Z — zasoby przemysłowe obszaru górniczego, tys. ton,

$K'_1, \dots, K''_3$ — stałe współczynniki zależne od warunków górniczych i geologicznych w poszczególnych Zagłębiach. Wartości tych współczynników dla kopalni Zagłębia Donieckiego zestawione są w tablicy 18.

Tablica 18

Wartości współczynników $K'_1, \dots, K''_3$ dla kopalni Zagłębia Donieckiego

Zagłębie Donieckie	K'_1	K''_1	K'_2	K''_2	K'_3	K''_3
Kopalnie węgla kamiennego z pokładami poziomymi lub o małych nachyleniach	29 576	223	3491	28	2,5	314
Kopalnie antracytu	36 958	159	7489	18	1,6	674

Zależność nakładów inwestycyjnych (za cały okres eksploatacji) od rocznej zdolności wydobywczej oraz obciążenie 1 T wydobycia nakładami inwestycyjnymi przedstawiono na rys. 14. Przebieg krzywych przedstawiony na tym rysunku jest jednakowy dla wszystkich Zagłębi w ZSRR.

Wpływ wielkości wydobycia z przodku wybierkowego i rocznego wydobycia na koszty własne obliczono na podstawie danych

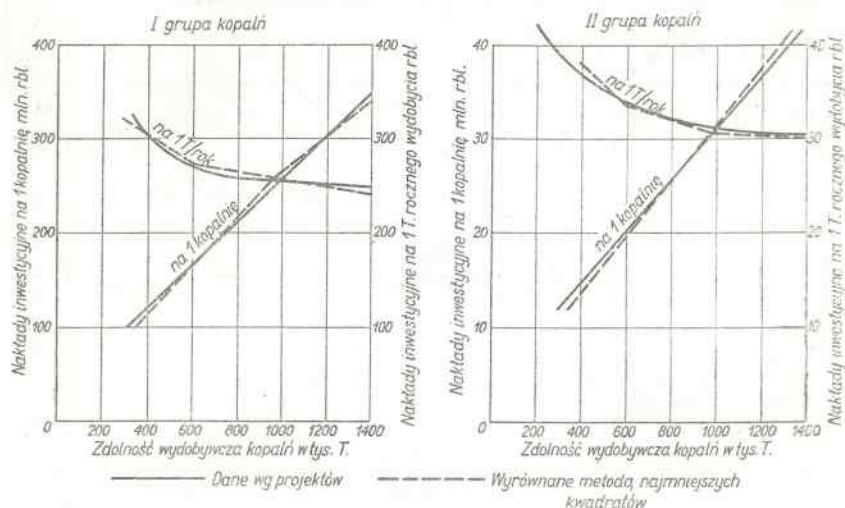
z kopalń kilku Zagłębi eksploatujących pokłady o małym nachyleniu. W ten sposób wyliczono faktyczne roczne koszty ruchowe oraz koszty własne ruchowe 1 T węgla (rys. 15). Wartość tych ostatnich w zależności od wydobycia rocznego kopalni ujęto wzorem

$$C'_t = C''_t + \frac{C'''_t}{W_r} \quad (121)$$

gdzie

C'_t — koszty ruchu 1 T węgla, rubl,
 C''_t, C'''_t — stałe współczynniki uwzględniające warunki górniczo-geologiczne, których wartości dla kopalń Donbassu zestawiono w tabelicy 19.

Wartości C''_t i C'''_t dla pokładów poziomych i pochyłych kopalń Zagłębia Donieckiego podaje tabela 19.



Rys. 14. Nakłady inwestycyjne na 1 kopalnię i 1 T rocznego wydobycia w zależności od zdolności wydobywczej kopalni dla obszaru o małym nachyleniu w Zagłębiu Donieckim

Okresy osiągania projektowanej zdolności produkcyjnej kopalni oraz jej likwidacji zależne są od wielkości wydobycia; w okresach tych koszty własne kształtować się będą zwyklowo, a wzrost ich wyrazi się wzorem

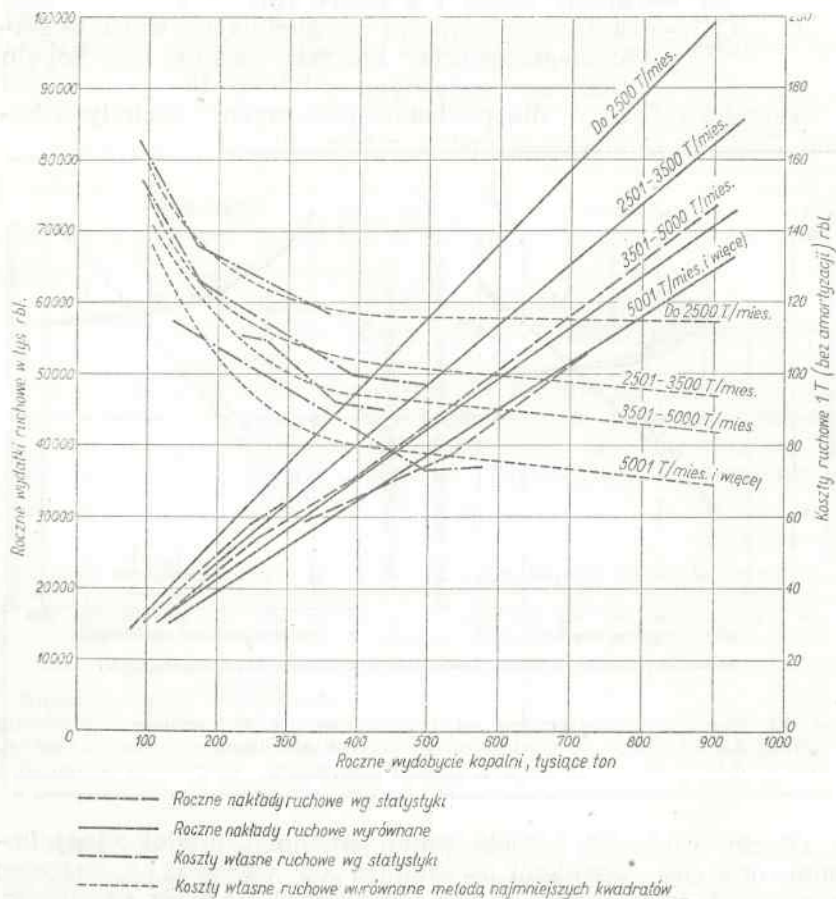
$$K_t = \frac{1,5 \cdot C'''_t \cdot b \cdot W_r^2}{2000 \cdot Z} \quad (122)$$

gdzie

$$b_1 = \frac{T}{W_r} \text{ — stały współczynnik (rys. 16),}$$

T — czas potrzebny do osiągnięcia projektowanej zdolności produkcyjnej kopalni.

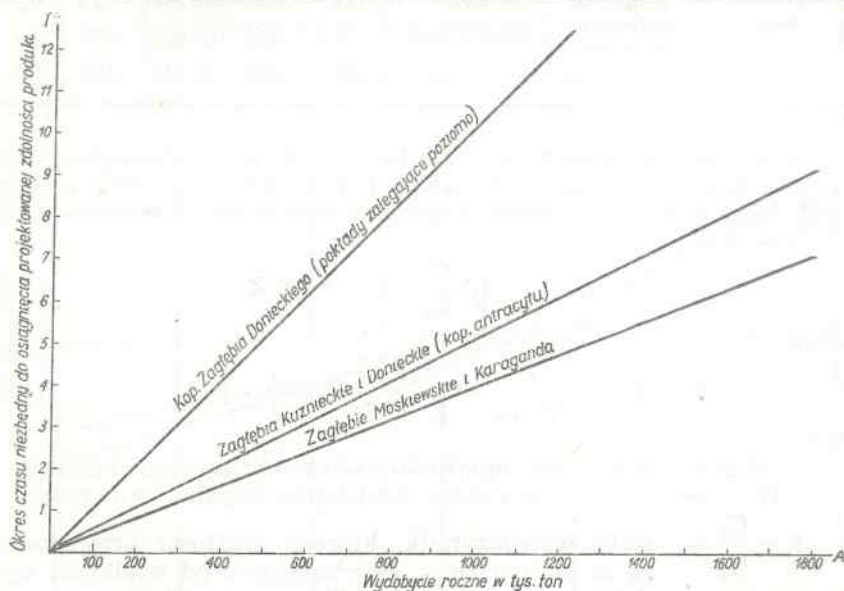
Sumaryczny koszt własny 1 T węgla, jako funkcję wydobywania i zasobów przemysłowych przy różnych wielkościach wydobywania z jednego przodku wybierkowego, przy uwzględnieniu kosztów



Rys. 15. Zależność rocznych nakładów ruchowych (bez amortyzacji) i kosztów ruchowych 1 T węgla od wielkości rocznego wydobywania kopalni przy zmiennym wydobywaniu z 1 przodku wybierkowego według danych z kopalń Zagłębia Donieckiego eksploatujących pokłady poziome lub o małych nachyleniach

Wartość współczynników C_t'' i C_t''' dla pokładów poziomych i pochyłych
kopalń Zagłębia Donieckiego

			C_t''	C_t'''
Wydobycie z jednego przodku T/mies.	Kopalnia węgla kamiennego	do 2500 T	107	4078
		średnio 2100 T		
		3500 ÷ 5000 T	72	6900
	Kopalnia antracytu	średnio 4160 T		
		ponad 5000 T	64	7250
		średnio 6630 T		
		do 4000 T	71	3020
		średnio 3260 T		
		5500 ÷ 7000 T	51	4560
		średnio 6180 T		
		ponad 7000 T	39	6300
		średnio 9420 T		



Rys. 16. Zależność okresów osiągania projektowanej zdolności produkcyjnej kopalni od wielkości wydobycia

$$T'' = b \cdot W_p$$

- $b = 0,010$ — węgiel kamienny Zagłębia Donieckiego
- $b = 0,005$ — antracyt Zagłębia Donieckiego
- $b = 0,004$ — Zagłębia Moskiewskiego
- $b = 0,005$ — Zagłębia Kuznieckiego
- $b = 0,004$ — Karagandy

ruchu, amortyzacji nakładów inwestycyjnych, nakładów na remonty kapitałowe oraz K_t , po dokonaniu uproszczeń można wyrazić wzorem

$$C_t = \frac{C_1}{Z} \cdot W_r + C_2 \cdot \frac{1}{W_r} + \frac{C_3}{Z} + C_4 \quad (123)$$

gdzie C_1, C_2, C_3, C_4 oznaczają stałe współczynniki, których wartość dla kopalń Donbassu podano w tablicy 20.

Tablica 20 *

Wartość współczynnika z wzoru (123)

			C_1	C_2	C_3	C_4	f
Miesięczne wydobyte z jednego przodka wybierkowego	Kopalnie węgla kamiennego Zagłębia Donieckiego	do 2500	256,6	4930	29 576	113,8	4,4
		3500 ÷ 5000	278,6	7758	29 576	83,4	5,3
		ponad 5000	280,4	8101	29 576	70,4	5,4
	Kopalnie antracytu Zagłębia Donieckiego	do 4000	173,8	4610	36 958	74,7	5,5
		5000 ÷ 7000	179,6	6155	36 958	55,5	5,9
		ponad 7000	186,1	7889	36 958	43,9	6,5

Wielkość rocznego wydobycia kopalni W_{rop} , dla którego sumaryczne koszty własne (wzór (123)) 1 T osiągną najniższy poziom będą odpowiadać minimum funkcji przedstawionej wzorem (123). Wyniesie ono

$$W_{rop} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1} \cdot Z} = f \cdot \sqrt{Z} \quad (124)$$

skąd

$$T_{op} = \frac{Z}{W_{rop}} = \sqrt{\frac{C_1}{C_2} \cdot Z} = \frac{1}{f} \cdot \sqrt{Z} \quad (125)$$

gdzie

T_{op} — przeciętny optymalny okres eksploatacji kopalni,
 W_{rop} — optymalne roczne wydobyte kopalni, tys. ton,
 $f = \frac{C_2}{C_1}$ — stały współczynnik, którego wartości przytoczone są w tablicy 26, a jego zależność od wielkości wydobycia z jednego przodka na rys. 17 i 18.

W przybliżeniu można przyjąć, że:

$$f = 4,2 \div 0,29 a$$

gdzie a — przeciętne wydobyte miesięczne z jednego przodka wybierkowego w tys. ton.

Ostatecznie więc otrzymamy

$$W_{rop} = (4,2 \div 0,29 a) \cdot \sqrt{Z} \quad (126)$$

$$T_{op} = \frac{1}{(4,2 \div 0,29 a)} \cdot \sqrt{Z} \quad (127)$$

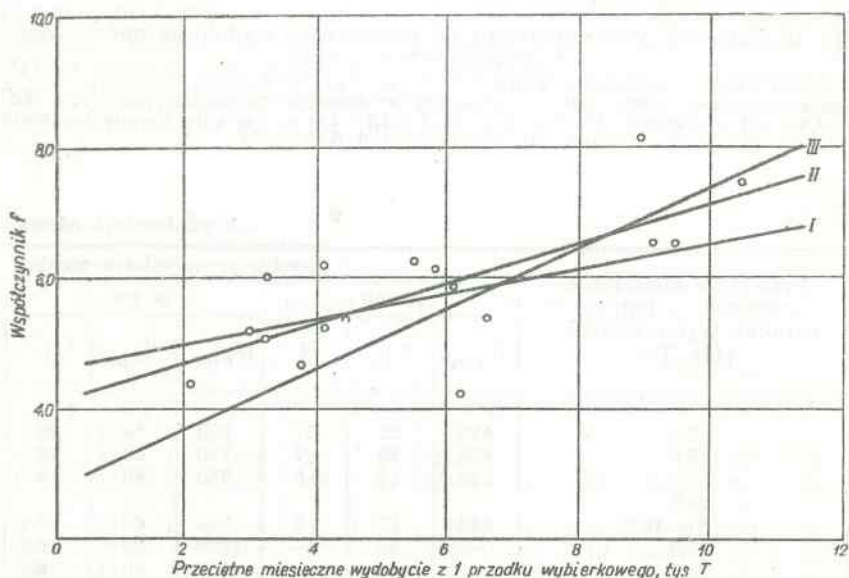
Ilość jednocześnie eksploatowanych przodków i pokładów (przy maksymalnym dopuszczalnym obciążeniu pola i pokładu) wyniesie

$$i_e = \frac{p' \cdot W_{rop}}{12 a} = \left(\frac{0,35}{a} + 0,024 \right) p' \cdot Z \quad (128)$$

$$n = \frac{i_e}{i_p} \quad (129)$$

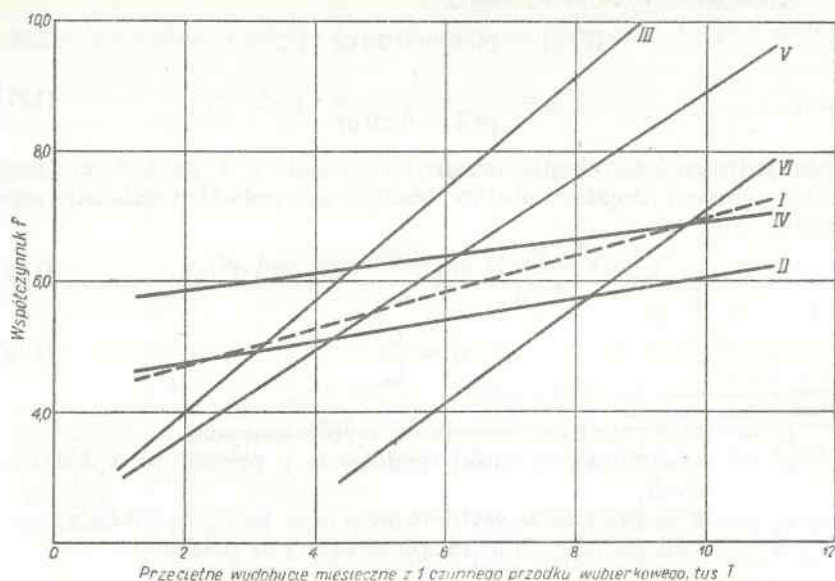
gdzie

- i_e — ilość czynnych przodków wybierkowych,
- p' — procentowy wychód wydobywania z przodków wybierkowych,
- i_p — ilość przodków wybierkowych w jednym pokładzie,
- n — ilość jednocześnie eksploatowanych pokładów.



Rys. 17. Zmiany współczynnika f w zależności od przeciętnego wydobywania z 1 przodka wybierkowego

I. $f = 4,2 \div 0,29 a$ przeciętnie dla ZSRR; II. $f = 4,7 \div 0,29 a$ dla cienkich pokładów o małym nachyleniu; III. $f = 2,8 \div 0,4 a$ dla grubych pokładów o małym nachyleniu



Rys. 18. Zależność współczynnika f od przeciętnego wydobyć miesięcznego z 1 przodka wybierkowego

I. $f = 4,2 \div 0,29$ a przeciętnie ZSRR; II. $f = 4,4 \div 0,18$ a Zagłębie Donieckie węgiel kamienny, małe upady; III. $f = 4,3 \div 0,23$ a Zagłębie Donieckie antracyty; IV. $f = 5,6 \div 0,14$ a Zagłębie Moskiewskie; V. $f = 2,3 \div 2,66$ a Zagłębie Kuznieckie małe upady; VI. $f = 0,3 \div 0,74$ a Karaganda

Wydobyć i okresy

Przeciętne miesięczne wydobyć z jednego przodka wybierkowego tys. T	Zasoby przemysłowe węgla					
	10 000			30 000		
	W_{rop}	T_{op}	i	W_{rop}	T_{op}	i
2,0	450	22	17	600	50	23
5,0	450	22	7	750	40	12
7,5	600	17	6	750	40	8
10,5 (i — dla 10,0)	600	17	5	750	40	7
15,0	—	—	—	1200	25	6
20,0	—	—	—	1500	20	6

Uwaga:

W_{rop} — optymalne wydobyć roczne kopalni, w tys. ton.

Na podstawie wyżej podanych wzorów można ocenić obowiązujące obecnie normy wysokości wydobycia oraz okresy eksploatacji kopalń węgla kamiennego. Zalecane normy wydobycia i okresy eksploatacyjne kopalń, zaokrąglone do wielkości typowych, podano w tablicy 21.

Na rys. 19 przedstawiono zależność wydobycia rocznego od zasobów przemysłowych (przeciętne dla głównych zagłębi ZSRR).

Wnioski.

1. Omówioną metodą można posługiwać się wówczas, gdy zasoby są znane.

2. Wielkość wydobycia z 1 przodku wybierkowego ma bezpośredni wpływ na W_{rop} i T_{op} , przy czym powinna ona być dla odpowiednich warunków górniczo-geologicznych oraz organizacji pracy wartością stałą.

3. Kierunek budowy dużych i bardzo dużych kopalń jest ekonomicznie uzasadniony.

19. Kopalnie zespołowe

Studia przeprowadzone w górnictwie polskim i światowym dotyczące projektowania wielkości kopalń wskazują na celowość budowy kopalń o zdolności produkcyjnej rzędu 10 000 do 25 000 T/dobę. Jako dolną granicę wielkości wydobycia dziennego tak ze względów techniczno-organizacyjnych, jak i ekonomicznych (rentowność kopalni), opracowania te podają 8000 do 12 000 T/dobę.

Tablica 21

eksploatacyjne kopalń

na obszarze górniczym, tys. T.											
50 000			100 000			150 000			200 000		
W_{rop}	T_{op}	i	W_{rop}	T_{op}	i	W_{rop}	T_{op}	i	W_{rop}	T_{op}	i
900	56	34	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1200	42	18	1800	56	27	2100	71	31	2400	83	36
1500	33	15	2100	48	21	2400	63	24	2800	72	28
1500	33	11	2400	42	18	2700	56	20	3000	67	22
1800	28	9	2700	37	13	3000	50	15	2600	56	18
1800	28	8	3000	33	11	3600	42	13	4200	48	16

T_{op} — przeciętny optymalny okres eksploatacji kopalni, lata,

i — przeciętna ilość czynnych przodków eksploatacyjnych przy wydobyciu W_{rop} .

Z analizy kosztów wynika, że wysokość nakładów inwestycyjnych na tonę zdolności wydobywczej zmniejsza się w kopalniach węgla kamiennego z jej wzrostem.

Koeppen (Niemcy) podaje, że dla nowo projektowanych kopalń w zagłębiu Ruhry ze względu na rentowność wydobyćcie dzienne powinno wynosić około 20 000 T. Ciągnięcie powinno się odbywać dwoma szybami skipowymi, zjazd załogi zaś i opuszczanie materiału szybami tzw. zewnętrznymi. Do przewozu węgla w chodnikach głównych powinno się stosować wozy o pojemności około 7 m³ z samoczynnym opróżnianiem. Wydobyćcie powinno być prowadzone dwuskrzydłowo ścianami długości 600 m każda o dziennym postępie 2,2 m.

Dla osiągnięcia wydobyćcia rzędu 10 000 do 20 000 T/dz należy przydzielić kopalni obszar górniczy powierzchni od 20 do 40 km². Ze względu na stanowiska kosztów rosnących ze wzrostem obszaru, należy dobrą taki model kopalni, który zapewniłby najlepsze warunki techniczno-organizacyjne produkcji przy najniższych kosztach własnych. Te zalety posiada model kopalni zespołowej, złożonej z kilku obszarów elementarnych, połączonych w jeden zakład produkcyjny z jednym zespołem wydobywczo-przeróbczo-energetycznym i administracją ogólną. Pogląd ten potwierdzają opracowania Ajdukiewicza, Koeppena, Benthause, Krupńskiego, Szewiakowa.

Marsh i Rowell (Anglia) twierdzą, że w celu podniesienia rentowności kopalń w Anglii należy łączyć istniejące kopalnie w jednostki o wydobyćciu 30 000 T/d brutto oraz stosować jak najdalej posuniętą mechanizację i automatyzację wszystkich ogniw produkcyjnych kopalni.

Metoda Benthause

Benthaus w swoim opracowaniu (Glückauf, 1956) podaje metodę wyznaczania dla kopalni zespołowej obszaru centralnego, na którym jest położony zespół wydobywczo-przeróbczy, oraz obszarów zewnętrznych. Zakłada on, że w każdym obszarze centralnym i zewnętrznym znajduje się szyb wentylacyjny z przynależnymi mu urządzeniami powierzchniowymi. Szyb ten służy równocześnie do zjazdu załogi.

Wielkość obszaru centralnego lub zewnętrznego obsługiwanego jednym szybem wyznacza Benthaus z przeciwstawienia kosztów wentylacji i straty czasu na dojście do miejsca pracy i powrót (które rosną z powiększaniem obszaru) kosztom budowy szybu zewnętrznego (wentylacyjnego), którego amortyzacja maleje ze wzrostem obszaru.

Wielkość obszaru, przy którym koszty całkowite, będące sumą kosztów zależnych od wielkości pola, są najniższe, jest wielkością optymalną i taki obszar należy przydzielić każdemu polu centralnemu lub zewnętrznemu.

Wielkość obszaru produkcyjnego kopalni zespołowej, tzn. ilość obszarów zewnętrznych, które mają być połączone z obszarem centralnym w jeden zakład produkcyjny z głównym szybem wydobywczym, wyznacza się z porównania kosztów przewozu głównego z kosztami budowy zespołu wydobywczo-przerobczego.

Podstawy rachunkowe metody Benthausea. Wielkość obszaru górniczego udostępnionego jedynie szybami bliźniaczymi znajduje ograniczenie w przewietrzaniu. Doświadczenia górnictwa węglowego wykazują, że graniczna długość przepływu zużytego prądu powietrza może wynosić najwyżej 7 km. Następne ograniczenie wielkości obszaru górniczego stanowi odległość szybu od przodków roboczych (czas dojścia do miejsca pracy) i wpływ jej na wydajność pracy. Przedłużenie czasu pracy i skrócenie dróg wentylacyjnych można uzyskać przez zakładanie szybów peryferyjnych.

Wielkość obszaru górniczego obsługiwanego przez jeden zespół szybów służących do wentylacji i zjazdu załogi wyznaczyć można z przeciwstawienia kosztów wentylacji i kosztów spowodowanych stratą czasu (wydajność) na dojście do miejsca pracy i powrót, które rosną ze wzrostem wielkości obszaru, kosztom budowy szybów peryferyjnych.

1. *Wpływ odległości między szybem zjazdowym a przodkami na wydajność.* Oznaczając zasoby rozpatrywanego obszaru przez Z ton oraz przez R wydajność przodkową jednego robotnika, liczbę robotnikodniówek potrzebnych do wyeksploatowania zapasów Z można obliczyć z wzoru

$$L = \frac{Z}{R} \text{ rob.dn} \quad (130)$$

Zakładając, że dniówka przodkowa kosztuje średnio K_d zł, koszty robocizny potrzebne do wybrania zapasów Z wyniosą

$$M = L \cdot K_d \text{ DM} \quad (131)$$

Wydajność przodkowa robotnika zależna jest od czasu przebywania w przodku. Całkowity czas trwania jednej zmiany T_s min/zm podzielić można na następujące okresy:

T_E — czas jazdy szybem i przerwy, min/zm,

T_T — czas jazdy w głównych chodnikach, min/zm,

T_M — czas na dojście do przodku (w oddziale), min/zm,

T_A — czas przebywania w przodku, min/zm.

Czas T_T zależny jest od długości drogi przewozu oraz średniej prędkości jazdy. Czas ten można określić wzorem

$$T_T = \frac{a \cdot l}{v} \quad \text{min/zm} \quad (132)$$

gdzie

l — długość głównych dróg przewozowych, m,

a — ilośćjazd niezbędnych do przewiezienia do oddziału ludzi jednej zmiany,

v — prędkość jazdy, m/min.

Jeżeli zglebi się szyb peryferyjny, czas przewozu załogi zmieni się wraz ze zmianą odległości; wynikającą z tego różnicę czasów można określić równaniem

$$T_{A1} - T_{A2} = (T_s - T_E - T_{T1} - T_M) - (T_s - T_E - T_{T2} - T_M) \quad (133)$$

gdzie

T_{A1} — czas przebywania w przodku przy zjeździe załogi szybem centralnym,

T_{A2} — czas przebywania w przodku przy zjeździe załogi szybem peryferyjnym,

T_{T1} — czas jazdy w głównych chodnikach w przypadku zjazdu załogi szybem centralnym,

T_{T2} — czas jazdy w głównych chodnikach w przypadku zjazdu załogi szybem peryferyjnym.

Wstawiając za T_{T1} wzór na czas jazdy w głównych chodnikach, po uproszczeniu otrzymuje się, że różnica czasów przebywania w przodkach przy zjeździe załogi szybem peryferyjnym wyniesie

$$T_{A2} - T_{A1} = \frac{a \cdot (l_1 - l_2)}{v} \quad \text{min} \quad (134)$$

gdzie

l_1 — długość głównych dróg przewozowych przy zjeździe załogi szybem centralnym,

l_2 — długość głównych dróg przewozowych przy zjeździe załogi szybem peryferyjnym.

Mając obliczoną różnicę czasu przebywania w przodku przy zjeździe załogi szybem centralnym i szybem peryferyjnym, wydajność przodkową, ilość potrzebnych dniówek do eksploatacji zasobów Z ton oraz koszt tych dniówek, określić można wartość straty czasu w DM w zależności od czasu jazdy załogi na głównych drogach przewozowych

$$\Delta M = K_d \cdot Z \cdot \left(\frac{1}{R_1} - \frac{1}{\frac{a \cdot k}{v} \cdot (l_1 - l_2) + R_1} \right) \quad \text{DM} \quad (135)$$

gdzie

ΔM — oszczędność kosztów robocizny przy zjeździe załogi szybem peryferyjnym,

R_1 — wydajność oddziałowa w przypadku zjazdu załogi szybem centralnym,

$k = \frac{R_1}{T_{A1}} = \frac{R_2}{T_{A2}}$ T/min — wydajność oddziałowa na minutę efektywnego czasu pracy.

2. *Wpływ odległości na koszty przewietrzania w głównych drogach wentylacyjnych.* Przewietrzanie, jak już wspomniano, wywiera duży wpływ na wielkość obszaru górniczego, przy czym zasadniczą rolę posiadają koszty prowadzenia prądu powietrza w chodnikach głównych.

Koszty przewietrzania można podzielić na: koszty w głównych drogach wentylacyjnych i koszty w oddziałach. Koszty przewietrzania w oddziałach są niezależne od odległości, koszty przewietrzania w głównych chodnikach wzrastają z odległością.

Koszty przewietrzania na określonej trasie wynikają z wzoru

$$w \cdot l \quad (136)$$

gdzie

w — koszty przewietrzania 1 m długości przekopu,

l — długość przekopu.

Koszty przewietrzania obliczyć można z wzoru

$$w = \frac{Q \cdot p \cdot 365 \cdot 24 \cdot k_e}{60 \cdot 102 \cdot \eta_w} \text{ DM/m/rok} \quad (137)$$

gdzie

Q — średnia ilość potrzebnego powietrza, m³/min,

$p = R \left(\frac{Q}{60} \right)^2$ — spadek naporu w 1 m przekopu, mm sł. wody,

$R = a \frac{P}{S^3}$ — opór wyrobiska,

a — aerodynamiczny współczynnik oporu wyrobiska,

P — obwód wyrobiska, m,

S — przekrój wyrobiska w świetle, m²,

k_e — koszt 1 kWh energii, DM-kWh,

η_w — sprawność urządzenia wentylacyjnego (wentylator + silnik)

Zakładając czas wybierania zasobów Z obszaru zewnętrznego przy przewietrzaniu szybem centralnym I_1 lat i przyjmując, że w ciągu roku przepracowanych zostanie n robotnikodniówek oraz że

ogólną liczbę dniówek potrzebnych do eksploatacji zasobów Z wyznaczyć można z wzoru

$$L = Z : R$$

czas przewietrzania przy wentylacji szybem centralnym wyniesie

$$I_1 = \frac{Z}{n \cdot R_1} \text{ lata} \quad (138)$$

koszty przewietrzania (przewietrzanie powrotne) wyniosą

$$W_1 = I_1 \cdot w \cdot 2l_1 = \frac{Z}{n \cdot R_1} \cdot w \cdot 2l_1 \text{ DM} \quad (139)$$

Budowa szybu peryferyjnego powoduje przy tej samej załadce wzrost wydajności, a zatem skraca czas trwania obszaru do l_2 oraz skraca drogi wentylacyjne.

Wynikająca z tego różnica kosztów wyniesie

$$\Delta W = \frac{Z \cdot w}{n} \cdot \left[\frac{2l_1}{R_1} - \frac{(l_1 + l_2)}{\frac{a \cdot k}{v} \cdot (l_1 - l_2) + R_1} \right] \text{ DM} \quad (140)$$

gdzie l_2 oznacza długość drogi powietrza do szybu zewnętrznego.

Peryferyjne urządzenia szybowe posiadają jeszcze jedną zaletę: dzięki skróceniu dróg wentylacyjnych oraz zmniejszeniu ogólnokopalnianej depresji, zmniejszają ucieczki powietrza.

Całkowita suma korzyści ekonomicznych otrzymanych przy zgłębianiu szybów peryferyjnych wynosi

$$E = \Delta M + \Delta W + C \text{ DM} \quad (141)$$

gdzie C oznacza zaoszczędzone inne koszty, wskutek zgłębiania szybów peryferyjnych (wzrost wydajności i zmniejszenie strat powietrza).

3. *Koszty budowy szybu zewnętrznego i urządzeń pomocniczych.* Kosztom zaoszczędzonym przez wybudowanie szybu zewnętrznego należy przeciwstawić koszty budowy szybu i urządzeń pomocniczych.

Składają się one z rocznych rat amortyzacyjnych nakładów na następujące urządzenia:

K_s — głębinie szybu i jego wyposażenie,

K_f — urządzenia wyciągowe,

K_w — wentylator, budynek itd.

K_k — biura i inne budynki.

Poza tym muszą tu być doliczone roczne koszty ruchowe (płace, naprawy) związane z utrzymaniem szybu zewnętrznego i urządzeń pomocniczych. Oznaczmy je przez B_k .

Wymienione koszty obciążają wydobycie W_r T/rok. Całkowite koszty urządzenia szybowego peryferyjnego przypadające na 1 T wydobycia wyniosą

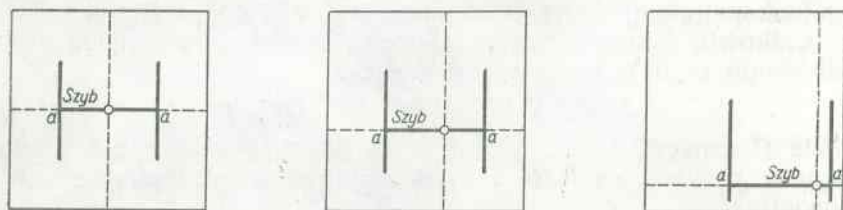
$$C = \frac{K_s + K_f + K_w + K_k + B_k}{W_r} \text{ DM/T} \quad (142)$$

Określenie najkorzystniejszej wielkości obszarów centralnych i zewnętrznych. Na najekonomiczniejszą wielkość obszarów centralnego i zewnętrznego wpływają różne czynniki. Do najważniejszych z nich należą: współczynnik natężenia eksploatacji φ , wydajność, prędkość jazdy w chodnikach, zapotrzebowanie powietrza, koszty urządzeń szybowych oraz odległość oddziałów wydobywczych.

Analizując i określając wielkość obszarów (centralnych i zewnętrznych), Benthous analizuje dwa warianty:

1. obliczanie najekonomiczniejszej wielkości obszaru górniczego w przypadku obszaru nieograniczonego,
2. obliczanie najekonomiczniejszej wielkości obszaru górniczego w przypadku obszarów ograniczonych.

Benthous uważa, że najbardziej ekonomicznym w praktyce kształtem obszaru górniczego jest kwadrat, mniej korzystnym natomiast prostokąt. Przystępując do analizy kosztów wentylacji i przewozu ludzi pierwszą czynnością, którą należy wykonać,



Rys. 20. Wyznaczenie średnich ważonych odległości obszaru górniczego

jest ustalenie wielkości wydobycia, na którą dany zakład będzie projektowany. Benthous zagadnienia tego nie rozwiązuje zaznaczając ogólnikowo, że wielkość tę należy ustalać tak, ażeby współczynnik natężenia eksploatacji φ wynosił około 1000 T/km².

Następną czynnością po ustaleniu wielkości wydobycia jest zlokalizowanie na przyjętym obszarze górnicznym szybu oraz wyznaczenie średniej ważonej długości dróg przewozowych.

Szyb należy lokalizować w oparciu o jedną z powszechnie znanych metod, a następnie wyznaczyć średnią ważoną drogę metodą wykreślną. Postępuje się przy tym następująco:

z przewidywanego miejsca założenia szybu dzieli się przyjęty obszar na cztery kwadraty lub prostokąty, których dwa boki mają kierunek równoległy do rozciągłości. Przez środek pól czworokątów przeprowadza się prostą prostopadłą do środkowego boku po rozciągłości dzielącego prostokąt na dwie części. Dodając do prostopadłej długość odcinków między punktem *a* przecięcia się prostopadłej z bokiem środkowym a szybem, otrzymuje się średnią ważoną odległość przodków od szybu (rys. 20).

Do obliczeń należy przyjmować stopniowo obszary różnej wielkości (rys. 21), sporządzać wykresy kształtowania się kosztów zależnie od wielkości obszaru i następnie przyjąć dla danych warunków (wydobycie i koszty) wielkość optymalną.

1. Obliczenie wielkości obszaru centralnego i zewnętrznych w przypadku obszaru nieograniczonego.

a. Wyznaczenie obszaru centralnego. Dla ustalenia najekonomiczniejszej wielkości obszaru centralnego korzystamy z wzoru (135); daje on wartość w DM ΔM czasu straconego na przejazdy załogi w zależności od czasu jazdy w głównych drogach przewoźowych. Jeżeli ΔM podzielić przez zasoby *Z*, otrzyma się straty obciążające 1 T zasobów

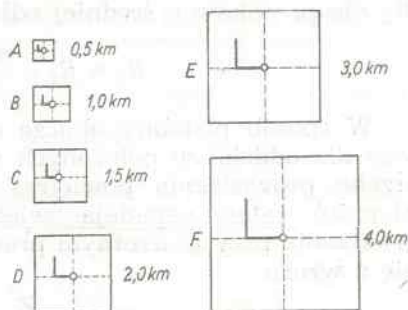
$$BM = \frac{\Delta M}{Z} \quad \text{DM/T} \quad (143)$$

$$BM = \frac{K_d}{R_1} - \frac{K_d}{\frac{a \cdot k}{v} \cdot (l_1 - l_2) + R_1} \quad \text{DM/T} \quad (144)$$

W przypadku pola centralnego $l_1 = 0$; dla porównania kosztów należy przestawić człony równania zmieniając ich znaki. Wartość bezwzględna pozostanie bez zmian, a równanie przyjmie postać

$$BM = \frac{K_d}{R_1 - \frac{a \cdot k \cdot l_2}{v}} - \frac{K_d}{R_1} \quad \text{DM/T} \quad (145)$$

Wydajność przodkową osiąganą w obszarze oblicza się na podstawie czasu przebywania w przodku T_A



Rys. 21. Obszary górnicze wraz ze średnimi ważonymi odległościami

$$R = K T_A \quad (146)$$

Dla przodków położonych bezpośrednio przy szybie czas jazdy $T_T = 0$, zatem czas przebywania w miejscu pracy, a w związku z tym i wydajność są odpowiednio większe.

Na podstawie wzorów (132) i (134) można obliczyć wydajność R_2 dla przodków o średniej odległości l_2 od szybu

$$R_2 = R_1 - \frac{a \cdot k \cdot l_2}{v} \quad T/zm \quad (147)$$

W sposób podobny oblicza się koszty przewietrzania. Ponieważ dla oddziałów położonych w pobliżu szybu nie zachodzi potrzeba prowadzenia powietrza przekopami (albo w znikomym stopniu), zatem odpadają związane z tym koszty; koszty przewietrzania przy powrotnym prowadzeniu prądu powietrza określa się z wzoru

$$\Delta W = \frac{Z}{n \cdot R_2} \cdot w \cdot 2l_2 \quad DM \quad (148)$$

gdzie

w — koszt przewietrzania 1 m przekopu, zł/m./rok,

n — robotnikodniówki przepracowane w ciągu roku.

Koszty przewietrzania obciążające 1 T zasobów w zależności od długości dróg wentylacyjnych (przy założeniu, że szyb zgłębiany jest w środku obszaru i przy pominięciu oporów robót wybierkowych) daje wzór

$$BW_k = \frac{\Delta W}{Z} = \frac{w \cdot 2l_2}{n \cdot R_2} \quad (149)$$

Suma kosztów zależnych od odległości w obszarze centralnym H_k wynosi

$$H_k = BM + BW_k \quad DM/T \quad (150)$$

a koszty całkowite G_k

$$G_k = H_k + C \quad DM/T \quad (151)$$

b. *Wyznaczenie obszarów zewnętrznych.* W związku ze wzrostem wydobywania dziennego zachodzi potrzeba prowadzenia eksploatacji poza obszarem centralnym kopalni. Wiąże się to ze wzrostem kosztów przewietrzania i zmniejszeniem czasu przebywania górników w przodku wskutek dłuższego czasu jazdy do i z miejsca pracy. By temu zapobiec, głębi się szyby zewnętrzne i to najlepiej w środku obszarów zewnętrznych tak, aby średnie ważone odległości były najmniejsze. Tok postępowania przy wyznaczaniu wielkości obszaru górniczego zewnętrznego przyłączy-

nego do obszaru centralnego (macierzystego) jest podobny do omówionego wyżej. Załoga zjeżdża szybem zewnętrznym więc

$$BM_2 = \frac{K_d}{R_1 - \frac{a \cdot k \cdot l_2}{v}} - \frac{K_d}{R_1} \quad \text{DM/T} \quad (152)$$

Koszty przewietrzania obszaru zewnętrznego przewietrzanego za pomocą szybu zewnętrznego oblicza się na podstawie wzoru

$$W = \frac{Z \cdot w \cdot (l_1 + l_2)}{n \cdot \frac{a \cdot k}{v} \cdot (l_1 - l_2) + R_1} \quad \text{DM} \quad (153)$$

gdyż powietrze wchodzi szybem położonym w obszarze centralnym, a wydechowym jest szyb zewnętrzny.

Obciążenie BW_A 1 T wynosi

$$BW_A = \frac{\Delta W}{Z} = \frac{w \cdot (l_1 + l_2)}{n \cdot \frac{a \cdot k}{v} \cdot (l_1 - l_2) + R_1} \quad \text{DM/T} \quad (154)$$

Suma kosztów zależnych od długości dróg przewietrzania i przewozu wynosi

$$H_A = BM + BW_A \quad \text{DM/T} \quad (155)$$

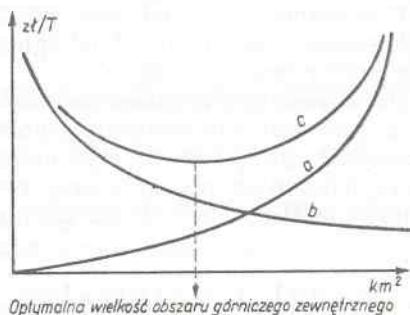
a całkowite koszty ruchowe dla obszarów zewnętrznych

$$G_{BA} = H_A + C \quad \text{DM/T} \quad (156)$$

Rys. 22 przedstawia krzywe kosztów, jak również optymalną wielkość zewnętrznego obszaru górniczego kopalni.

Rys. 22. Graficzne przedstawienie kosztów dla ustalenia optymalnej wielkości obszaru górniczego zewnętrznego

a — koszty zależne od wielkości zewnętrznego obszaru górniczego, b — amortyzacja nakładów na zgłębianie i urządzenia szybu zewnętrznego, c — koszty całkowite



Przy ustalaniu wielkości obszarów centralnych jak i zewnętrznych autor posługuje się metodą wariantów; przyjmując kolejno różne wielkości obszarów górniczych, znajduje wartość minimum bezwzględnego kosztów całkowitych G_k , DM/T oraz odpowiadającą mu wielkość optymalną obszaru.

Wyznaczenie optymalnej wielkości obszaru produkcyjnego kopalń zespołowych w przypadku obszaru nieograniczonego. Dla określenia optymalnej wielkości obszaru produkcyjnego kopalń zespołowych, to znaczy dla wyznaczenia ilości obszarów zewnętrznych, które będą połączone razem z obszarem centralnym w jeden zespół wydobywczy, należy kosztom zależnym od odległości od szybu wydobywczego, przeciwstawić koszty wykonania i urządzenia tego szybu. Zakłada się, że główny szyb wydobywczy służyć będzie wyłącznie dla wydobywania, a transport ludzi i materiałów odbywać się będzie szybami zewnętrznymi i szybem wentylacyjnym obszaru centralnego. Jeżeli oznaczymy przez:

K_f — koszty przewozu głównego (które zależą od odległości), DM/T,

K_h — obciążenie 1 T kosztami zgłębiania i urządzenia szybu wyciągowego, DM/T,

to wielkość obszaru produkcyjnego można wyznaczyć z równania

$$K_g = K_f + K_h \quad (157)$$

Minimum kosztów całkowitych K_g określi optymalną powierzchnię obszaru produkcyjnego kopalni zespołowej.

2. Wyznaczenie wielkości obszarów centralnych i zewnętrznych w przypadku obszarów ograniczonych. Mając ustalone granice obszaru górniczego, pierwszym zagadnieniem, które należy rozwiązać, jest zanalizowanie, czy oprócz centralnego urządzenia szybowego (szyb główny + pomocniczy) dalsze szyby zewnętrzne są ekonomiczne i potrzebne; czy przewidziany obszar górniczy w ogóle ma wymaganą wielkość minimalną uprawniającą do założenia szybu peryferyjnego.

Konieczność ta zachodzi wtedy, gdy oszczędności uzyskane na kosztach zależnych od odległości, przewyższają koszty całkowite szybu zewnętrznego.

Po określeniu kosztów zależnych od odległości i porównaniu ich z kosztami całkowitymi szybów zewnętrznych otrzymuje się odpowiedź na pytanie, czy należy głębić szyby peryferyjne w przydzielonym obszarze oraz na ile części należy podzielić (ile szybów) analizowany obszar górniczy.

Model i optymalna wielkość kopalni zespołowej dla Zagłębia Górnosląskiego (metoda Bromowicza-Jawienia)

W Katedrze Ekonomiki i Organizacji Górnictwa Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie prowadzone są przez zespół pracowników badania nad modelem kopalni dla warunków Zagłębia

Górnośląskiego. Teoretyczne podstawy metody opracowali Roman Bromowicz i Mieczysław Jawień.

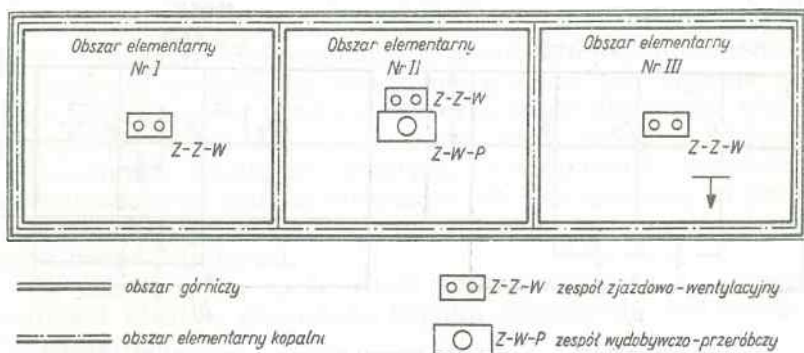
Metoda ta wychodzi z pojęcia elementarnego obszaru kopalni, posiadającego własny zespół zjazdowo-wentylacyjny. Szuka ona takiej wielkości obszaru elementarnego, przy którym całkowite obciążenie 1 T węgla kosztami zależnymi od wielkości obszaru będzie najniższe (kryterium ekonomiczne). Następnie sprawdza, czy wyznaczone na tej zasadzie wymiary obszaru mieszczą się w granicach uzasadnionych możliwościami technicznymi (kryterium techniczne).

Określone za pomocą tej metody obszary elementarne mogą być z kolei łączone w kopalnię zespołową, obsługiwaną wspólnym szybem wydobywczym i wspólnym zakładem przerobczym.

Zasadnicze założenia metody Bromowicza-Jawienia. Metoda ta pozwala dla przyjętego modelu kopalni zespołowej wyznaczyć na podstawie istniejących czynników geologicznych i czasu istnienia kopalni pozostałe parametry, charakteryzujące optymalną wielkość kopalni.

Przyjęto następujący model kopalni:

Obszar górniczy kopalni zespołowej (rys. 23), obsługiwany jednym zespołem wydobywczo-przerobczym i energetycznym, podzielony jest na *elementarne obszary kopalń* charakteryzujące



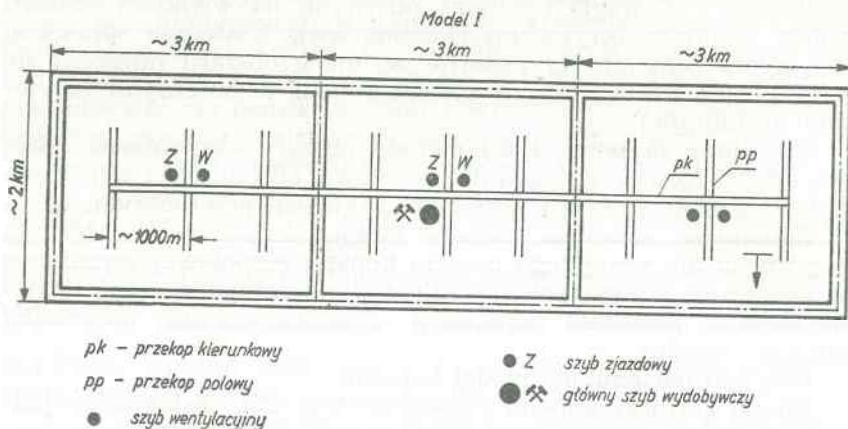
Rys. 23. Obszar górniczy kopalni zespołowej

się samodzielnym ruchem i przewietrzaniem, przy czym każdy obszar elementarny obsługiwany jest jednym zespołem zjazdowo-wentylacyjnym (lub wentylacyjno-podszadzkowym), służącym do zjazdu załogi, dostawy materiałów, przewietrzania i doprowadzenia podszadki płynnej.

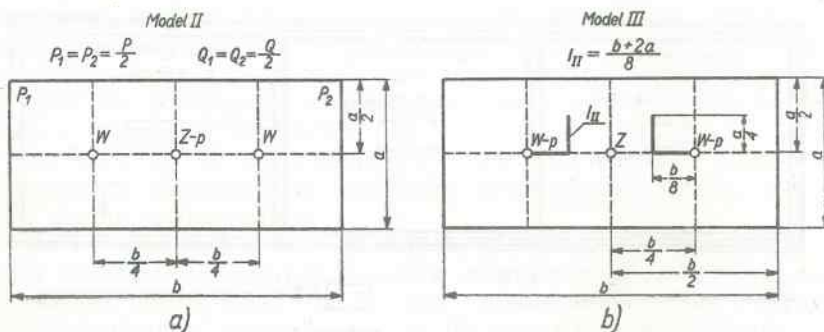
W zależności od warunków geologicznych złoża (głównie gazonośności, pyłowości i samozapalności pokładów) mogą być sto-

sowane następujące układy szybów zespołu zjazdowo-wentylacyjnego, z odpowiednim wyposażeniem powierzchniowym:

1. Model I — zespół zjazdowo-wentylacyjny stanowią dwa szyby bliźniacze, centralnie zlokalizowane w obszarze elementarnym, szyb zjazdowo-materiałowy i szyb wentylacyjny (rys. 24).



Rys. 24. Struktura poziomego kopalni zespołowej



Rys. 25. Model II i model III (rozmieszczenie szybów w obszarze elementarnym)

2. Model II — zespół zjazdowo-wentylacyjny stanowią trzy szyby rozmieszczone następująco w obszarze elementarnym: szyb zjazdowo-materiałowo-podszkadowy zlokalizowany centralnie oraz dwa szyby wentylacyjne zlokalizowane peryferyjnie na dwóch skrzydłach obszaru elementarnego (rys. 25 a).

3. Model III — zespół zjazdowo-wentylacyjny stanowią trzy szyby o następującym przeznaczeniu: szyb zjazdowo-materiał-

wy zlokalizowany centralnie w obszarze elementarnym oraz dwa szyby wentylacyjno-podszadzkowe zlokalizowane peryferyjnie na dwu skrzydłach obszaru elementarnego (rys. 25 b).

Wyznaczenie optymalnej wielkości kopalni zespołowej obejmuje dwa zagadnienia:

1. określenie optymalnej wielkości obszaru elementarnego kopalni,
2. określenie optymalnej wielkości kopalni zespołowej (połączenie obszarów elementarnych w jeden obszar górniczy).

W celu rozwiązania powyższych zagadnień należy ustalić zależności funkcyjne pomiędzy:

- a. natężeniem eksploatacji, a czasem istnienia kopalni i zasobnością użyteczną złoża

$$\varphi = f(T_k, z_{u3}) \quad (158)$$

- b. wydobywaniem dziennym kopalni, a natężeniem eksploatacji i wielkością obszaru kopalni

$$W_d = f(\varphi, P) \quad (159)$$

- c. stanowiskami kosztów obciążających tonę wydobywania, a wielkością elementarnego obszaru kopalni i obszaru górniczego kopalni zespołowej (bierze się pod uwagę te stanowiska kosztów, które są zależne od wielkości obszaru)

$$k_c = f(P, P_z) \quad (160)$$

gdzie P_z oznacza wielkość obszaru górniczego kopalni zespołowej.

Punktem wyjścia dla omawianej metody jest czynnik naturalny jednoznacznie ustalony, tzn. zasobność złoża oraz warunki geologiczne, w których odbywać się będzie proces produkcyjny.

Zależności funkcyjne pomiędzy zasadniczymi parametrami przedstawiono za pomocą wykresów lub nomogramów, co pozwala na określenie optymalnej wielkości elementarnego obszaru kopalni metodą graficzną.

W dalszej części opracowania podano wytyczne do określenia wielkości obszaru górniczego kopalni zespołowej oraz wielkości jej wydobywania.

Zależności funkcyjne pomiędzy natężeniem eksploatacji, zasobnością złoża, czasem istnienia kopalni, wielkością obszaru i wydobywaniem dziennym kopalni. Po ustaleniu w części geologicznej parametrów charakteryzujących warunki górnicze złoża, przystępuje się do określenia wielkości kopalni, czyli wyznaczenia:

1. zasobów kopalni,
2. czasu istnienia kopalni,
3. wielkości obszaru kopalni,
4. wydobywania dziennego kopalni.

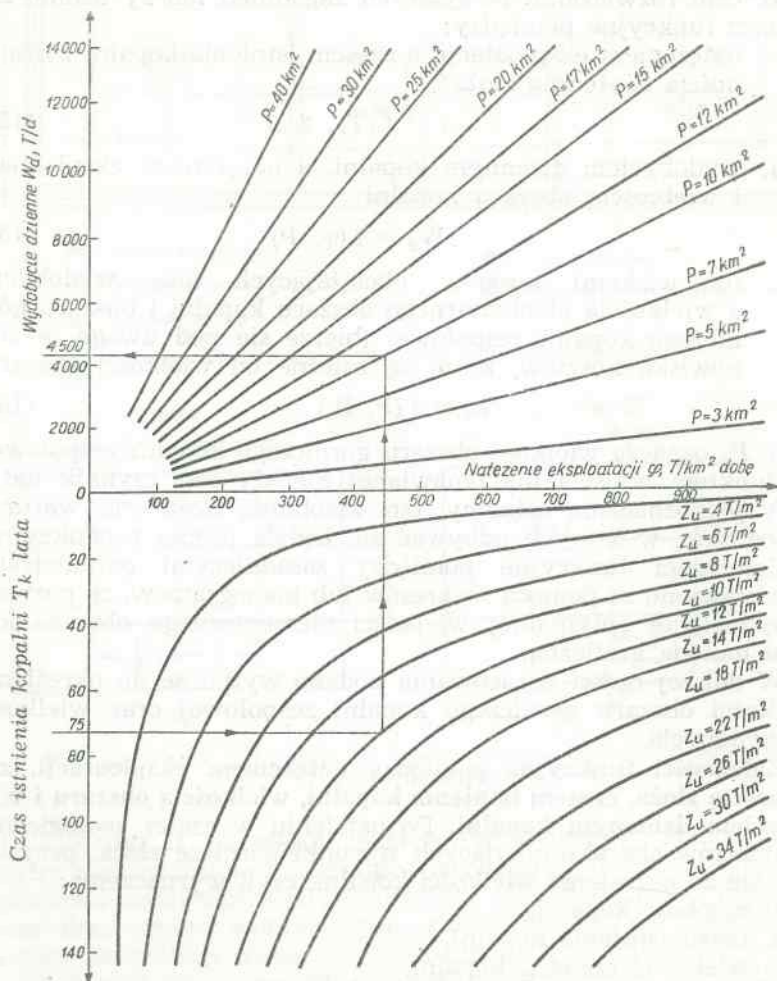
Wielkości te są połączone zależnościami funkcyjnymi i aby je wyznaczyć, należy rozwiązać następujące funkcje (rys. 26):

nateżenie eksploatacji jako funkcję czasu istnienia kopalni i zasobności użytecznej złoża

$$\varphi = f(T_k, z_{u3}) \quad (161)$$

wydobycie dzienne, jako funkcję nateżenia eksploatacji i obszaru kopalni

$$W_d = f(\varphi, P) \quad (162)$$



Rys. 26. Wykres podstawowy

W przypadku rozpatrywania obszarów o zasobach nieograniczonych z podanych parametrów znana jest tylko zasobność złóż, którą ustala się na podstawie sumarycznej grubości pokładów.

Wykres przedstawiony na rys. 26 daje możliwość graficznego rozwiązywania funkcji $\varphi = f(T_k, z_{u3})$ i $W_d = f(\varphi, P)$ w zależności od T_k , z_{u3} i P , przy czym dla oznaczenia na rysunku krzywych z_{u3} i P należy posługiwać się wzorami

$$\varphi = \frac{10^6 \cdot z_u}{300 T_k} \quad \text{ i } \quad W_d = \varphi P$$

W celu jednoznacznego wyznaczenia z funkcji (161) natężenia eksploatacji oraz z funkcji (162) wydobywania dziennego, należy ustalić dwa pozostałe czynniki: czas istnienia kopalni i wielkość obszaru kopalni.

Ustalenie czasu istnienia kopalni. Nakłady inwestycyjne powstałe przy budowie kopalni obciążają każdą tonę produkcji amortyzacją w wysokości, odpowiadającej zużyciu urządzeń i obiektów kopalni.

Wielkość amortyzacji zależy od okresu amortyzacji poszczególnych urządzeń i obiektów.

Obiekty kopalniane ze względu na okres używalności można podzielić na:

- a. obiekty długotrwałe o okresie amortyzacji $50 \div 80$ lat (należą tu budynki przemysłowe i administracyjne, drogi, place kopalniane, urządzenia podszadkowe na powierzchni, obiekty kolejowe oraz szyby),
- b. obiekty o krótkim okresie amortyzacji $2 \div 25$ lat (należą tu urządzenia maszynowe na powierzchni i na dole, tabor transportowy i kolejowy, sieć energetyczna dolowa i urządzenie poziomu).

Czas istnienia kopalni powinien być tak ustalony, aby gwarantował pełne wykorzystanie urządzeń i obiektów kopalni w okresie ich przydatności do ruchu, co w efekcie da najlepszy wynik ekonomiczny.

Ze struktury kopalni wynika, że czas jej istnienia powinien być równy wielokrotności czasu istnienia poziomu, a nie powinien przekraczać czasu używalności obiektów o długim okresie amortyzacji ($50 \div 80$ lat).

Z kryteriów techniczno-ekonomicznych wynika, że czas istnienia poziomu powinien się zawierać w granicach $20 \div 30$ lat (średnio 25 lat). Czas ten jest również zbliżony do okresu amortyzacyjnego urządzeń poziomu.

Czas istnienia kopalni powinien wynosić około 50 lat (okres istnienia 2 poziomów) lub $75 \div 100$ lat (okres 3 lub 4 poziomów).

Krótszy okres istnienia kopalń niż 50 lat powodowałby nadmierne obciążenie amortyzacyjne obiektów długotrwałych, dłuższy natomiast niż 100 lat zmuszałby do powtórnego inwestowania tych obiektów.

Wielkość obszaru i wydobywania dziennego kopalni. Przy ustalonym jednoznacznie natężeniu eksploatacji z zależności funkcyjnej (161) między zasobnością użyteczną a przyjętym czasem trwania kopalni, wydobywanie dziennie kopalni jest zależne od wielkości obszaru kopalni P .

Jeżeli obszar kopalni ma powierzchnię P km² i z każdego km² eksploatujemy q T/dobę, to wydobywanie kopalni będzie równe

$$W_d = q \cdot P \quad \text{T/dobę} \quad (163)$$

Należy więc ustalić obszar kopalni. Obecne dążenia górnictwa, idące w kierunku osiągania wydobywania rzędu 10 000 do 15 000 T/dobę i więcej, wymagają przydzielania kopalniom dużych obszarów. Zwiększenie jednak obszaru górniczego kopalni jest ograniczone tak względami technicznymi, jak i ekonomicznymi; niżej zostanie podana metoda wyznaczenia najkorzystniejszego obszaru kopalni, który zapewniłby właściwe efekty techniczno-ekonomiczne.

Ustalenie optymalnej wielkości elementarnego obszaru kopalni. W podanej metodzie przyjęto następujący model struktury kopalni. *Jednostkę podstawową stanowi elementarny obszar kopalni, który jest obsługiwany jednym kompleksem zjazdowo-wentylacyjnym* (rys. 27).

Przez zespół zjazdowo-wentylacyjny należy rozumieć: szyb zjazdowy, który jest jednocześnie szybem wdechowym, szyb wentylacyjno-podszadzkowy oraz związane funkcjonalnie z szybami obiekty podziemne i powierzchniowe.

Obszar elementarny stanowi samodzielną jednostkę organizacyjno-produkcyjną, która pozwala na racjonalne zaprojektowanie procesu technologicznego produkcji.

Obszary elementarne można łączyć w kopalnię zespołową przez scalenie obszarów elementarnych w obszar górniczy, który będzie obsługiwany głównym szybem wydobywczym i należnymi do niego zakładami przeróbczym i energetycznym.

Wydobywanie z obszarów elementarnych kierowane będzie do głównego szybu wydobywczego systemem głównych przekopów przewozowych.

Do wyznaczenia optymalnej wielkości elementarnego obszaru kopalni posłużono się kryteriami techniczno-ekonomicznymi.

Obszar elementarny kopalni ograniczony jest ze względów technicznych przewietrzaniem oraz podszadzką płynną. Kryteria techniczne wyznaczają maksymalny, możliwy do przyjęcia w da-

nych warunkach górniczo-technicznych obszar elementarny kopalni, który z kolei należy przeanalizować pod względem osiągnięcia najlepszych efektów ekonomicznych.

Kryterium ekonomiczne będzie polegać na wyznaczeniu takiego elementarnego obszaru kopalni, przy którym całkowite obciążenie 1 T węgla stanowiskami kosztów, zależnych od wielkości obszaru, będzie najniższe. Należy więc ustalić poszczególne elementy kosztów zależne od wielkości obszaru, tzn. rosnące lub malejące z wielkością obszaru, a następnie wyznaczyć zależność funkcyjną pomiędzy obciążeniem 1 T węgla a wielkością obszaru elementarnego.

Rozwiązując funkcję analitycznie lub graficznie, wyznacza się minimum kosztów i odpowiadający mu elementarny obszar. Wyznaczony w ten sposób z kryterium ekonomicznego optymalny elementarny obszar kopalni należy sprawdzić, czy mieści się w przedziale maksymalnych wielkości dopuszczonych ze względów technicznych. Jeżeli warunek ten zostanie spełniony, to optymalną wielkość wydobywania z elementarnego obszaru kopalni oblicza się z wzoru (163).

Kryteria służące do ustalenia wielkości elementarnego obszaru kopalni. Do wyznaczenia elementarnego obszaru kopalni rozpatrzono następujące kryteria:

1. techniczne:

- a. ustalenie maksymalnego obszaru kopalni ze względu na przewietrzanie jednym szybem wentylacyjnym,
- b. ustalenie maksymalnego obszaru kopalni ze względu na zasięg podsadzki pływnej z jednej podsadzkowni,

2. ekonomiczne:

- a. zależność efektywnego czasu pracy i kosztów robocizny obciążających 1 T węgla od wielkości obszaru,
- b. zależność kosztów przewietrzania kopalni od wielkości obszaru,
- c. zależność kosztów podsadzki pływnej od wielkości obszaru,
- d. zależność kosztów amortyzacji i dodatkowych kosztów ruchowych zespołu zjazdowo-wentylacyjnego od wielkości obszaru.

Wielkość elementarnego obszaru kopalni obsługiwanego jednym zespołem zjazdowo-wentylacyjnym wyznaczano przy założeniach:

1. szyb zjazdowy i wentylacyjny znajdują się w środku wyznaczonego obszaru,
2. jako długość dróg wentylacyjnych, podsadzkowych i transportu załogi przyjęto średnie ważone tych długości w czasie trwania kopalni, uzależniając je od wielkości obszaru.

1. Kryteria techniczne.

Ustalenie maksymalnego obszaru elementarnego kopalni przy przewietrzaniu jednym szybem wentylacyjnym.

Założenia:

1. Elementarny obszar kopalni obsługuje zespół szybów:
 - a. szyb zjazdowo-wdechowy,
 - b. szyb wentylacyjno-wydechowy.
2. Natężenie eksploatacji φ jest wielkością jednoznacznie ustaloną z zależności

$$\varphi = f(T_k, z_{u3}) \quad (164)$$

Konieczną ilość powietrza, którą należy doprowadzić do kopalni, wyznacza się z wzoru

$$Q = p \cdot \varphi \cdot P \quad \text{m}^3/\text{min} \quad (165)$$

gdzie

Q — ilość powietrza, m^3/min ,

p — ilość powietrza przypadająca na 1 T wydobywania w ciągu doby, m^3/min , obliczona ze względu na ilość zatrudnionych ludzi pod ziemią na najliczniej obłożonej zmianie, projektowane wydobycie dzienne, ilość metanu przypadającego na 1 T wydobywania dziennego,

φ — natężenie eksploatacji, $\text{T}/\text{km}^2/\text{dobę}$,

P — elementarny obszar kopalni, km^2 .

Wartość współczynnika p przyjmuje się na podstawie normy RN-53/MG-05165.

Ze względu na ilość zatrudnionych ludzi p oblicza się ze wzoru

$$p = \frac{k}{2 w_d}$$

gdzie

k — ilość powietrza, przypadająca na człowieka zatrudnionego pod ziemią: przyjmuje się $k = 7$ do $12 \text{ m}^3/\text{min}$,

w_d — projektowana wydajność dołowa, $\text{T}/\text{rob.dn}$,

2 — ilość zmian produkcyjnych

$$Q = \frac{k}{2 w_d} \cdot \varphi \cdot P \quad \text{m}^3/\text{min}$$

Ze względu na projektowane wydobycie dzienne w zależności od kategorii kopalni przyjmuje się

$$p = 1,4 \div 3 \text{ m}^3/\text{min}$$

Ze względu na ilość metanu przypadającego na 1 T wydobywania dziennego

$$p = 0,15 \text{ b}$$

gdzie b oznacza ilość m^3 metanu wydzielającego się na 1 T wydobycia dziennego.

Ilość szybów konieczna do przeprowadzenia żądanej ilości powietrza Q wyznacza się z wzoru

$$n_{sz} = \frac{Q}{c_s \cdot \frac{\pi \cdot d_s^2}{4} \cdot 60 \cdot V_s} = \frac{p \cdot \varphi \cdot P}{c_s \cdot \frac{\pi \cdot d_s^2}{4} \cdot 60 \cdot V_s} \quad (166)$$

gdzie

n_{sz} — liczba szybów wentylacyjnych,

c_s — współczynnik wykorzystania przekroju poprzecznego szybu,

d_s — średnica szybu, m,

V_s — prędkość przepływu powietrza w szybie, m/sek.

W podanych rozważaniach szuka się wielkości obszaru kopalni P , który może być prawidłowo przewietrzany *jednym szybem wentylacyjnym*, a zatem w równaniu (166) można przyjąć $n_{sz} = 1$ i wówczas otrzymuje się

$$1 = \frac{p \cdot \varphi \cdot P}{60 \cdot c_s \cdot V_s \cdot \frac{\pi \cdot d_s^2}{4}} \quad (167)$$

stąd

$$P = 47 \cdot \frac{c_s \cdot V_s \cdot d_s^2}{p \cdot \varphi} \text{ km}^2 \quad (167 a)$$

Na podstawie wzoru (167 a) sporządzono nomogram (rys. 28) do wyznaczania maksymalnego obszaru kopalni możliwego do przewietrzania jednym szybem.

Przyjęto następujące dane do sporządzenia nomogramu:

$$c_s = 0,8$$

$$V_s = 4; 6; 8; 10; 12 \text{ m/sek}$$

$$d_s = 4,0; 4,5; 5,0; 5,5; 6,7; 7,2; 7,5 \text{ m}$$

$$p = 1,4; 2,0; 3,0 \frac{m^3 \cdot \text{dobę}}{\text{min} \cdot \text{tonę}}$$

$$\varphi = 100 \text{ do } 1000 \text{ T/km}^2 \text{ dobę}$$

$$p = 1 \text{ do } 50 \text{ km}^2.$$

Ustalenie maksymalnego obszaru elementarnego kopalni ze względu na zasięg podsadzki pływnej z jednej podsadzkiowni. Maksymalny zasięg podsadzki pływnej L_{max} (długość trasy w metrach) w zależności od wysokości naporu H m przy najkorzyst-

niejszym stosunku wody do piasku wyznacza się z wzoru

$$L_{max} = C \cdot H \quad (168)$$

Oznaczając:

Σl_i — rzeczywistą długość rurociągu podsadzowego, m,

L — długość rurociągu w rzucie poziomym, m,

H — rozporządzalną wysokość naporu instalacji podsadzkowej równą różnicy wysokości wlotu mieszaniny do leja i wylotu z rur podsadzkowych,

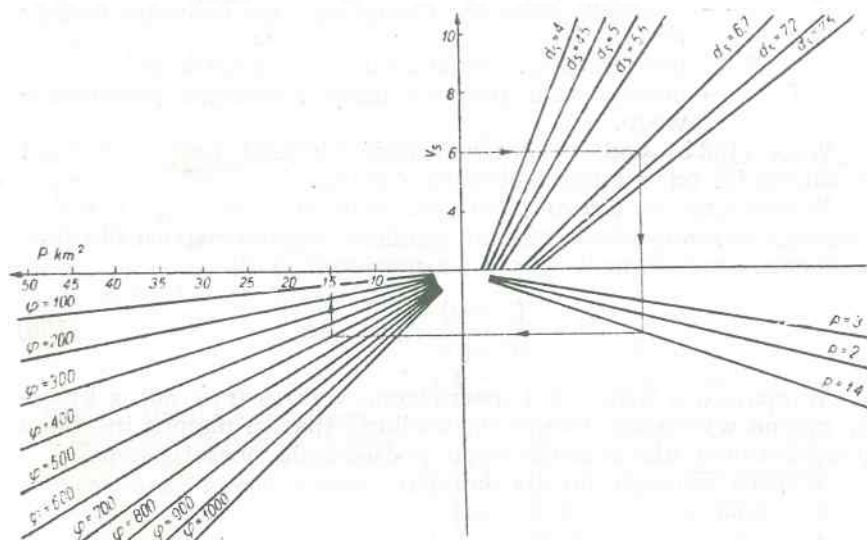
A_s — współczynnik oporu ruchu materiału podsadzkowego, wartość współczynnika C wyznaczono przy założeniu, że :

$$A_s = 0 \text{ i } A_s = \frac{(0,12 \cdot L - H) \cdot 1,3}{\Sigma l_i}$$

skąd

$$0,12 L = H$$

$$L_{max} = 8,33 H \quad (168 a)$$



Rys. 28. Nomogram do wyznaczania maksymalnego obszaru możliwego do przewietrzania jednym szybem

Przyjmuje się, że obszar elementarny kopalni ma kształt prostokąta o dłuższym boku po rozciągłości b , krótszym boku po nachyleniu a oraz że szyb podsadzkowy (wentylacyjny) znajduje się w środku obszaru kopalni (rys. 29).

Związek między długością trasy L a wysokością naporu H wyznaczamy z następującej zależności

$$L_{max} = \frac{a}{2} + \frac{b}{2} = \frac{1+e}{2 \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \quad \text{km} \quad (168b)$$

gdyż

$$b = a \cdot e$$

$$P = a \cdot b = a \cdot a \cdot e = a^2 \cdot e$$

$$a = \sqrt{\frac{P}{e}}$$

$$L_{max} = \frac{a + a \cdot e}{2} = \frac{a \cdot (1 + e)}{2} = \frac{\sqrt{P} \cdot (1 + e)}{2 \cdot \sqrt{e}}$$

gdzie

b — długość boku po rozciągnięciu,

a — długość boku po nachyleniu,

$\frac{b}{a} = e$ — stosunek boku po rozciągnięciu do boku po nachyleniu,

P — powierzchnia obszaru elementarnego kopalni,

L_{max} — maksymalna długość trasy rurociągu podsadzkowego.

Wzór (168 b) podaje nam zależność długości trasy rurociągu w zależności od wielkości obszaru kopalni.

Wstawiając do wzoru (168) wyliczoną wartość L_{max} z wzoru (168 b), otrzymuje się konieczną wielkość spadku naporu dla prawidłowego podsadzenia obszaru o powierzchni P

$$H = \frac{(1 + e)}{2C \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \quad \text{km} \quad (169)$$

W oparciu o wzór (169) sporządzono wykres (rys. 30), z którego można wyznaczyć konieczną wielkość spadku naporu instalacji podsadzkowej dla prawidłowego podsadzania obszaru kopalni.

Wykres sporządzono dla danych:

$$C = 8,33$$

$$e = 1,5$$

$$P = 3 \text{ do } 20 \text{ km}$$

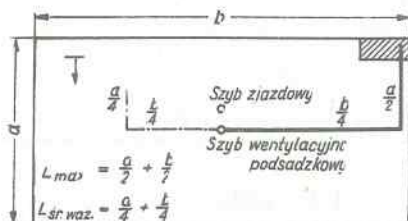
2. Kryteria ekonomiczne.

Zależność efektywnego czasu pracy i kosztów robocizny obciążających 1 T wydobywania od wielkości obszaru. Efektywny czas pracy stanowi różnicę pomiędzy ustawowym czasem pracy a czasem straconym na dojazd i powrót z miejsca pracy.

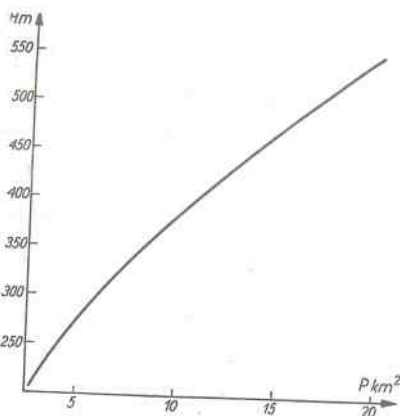
Czas stracony t_s , godz. składa się:

1. z czasu straconego, niezależnego od wielkości obszaru kopalni t_{s1} , godz.,
2. z czasu straconego, zależnego od wielkości obszaru kopalni t_{s2} , godz.

Do czasu straconego *niezależnego od wielkości obszaru kopalni* należy czas potrzebny na jazdę szybem, na dojsię do dworca osobowego, wsiadanie i wysiadanie z pociągu oraz na dojsię i powrót z miejsca pracy do stacji oddziałowej.



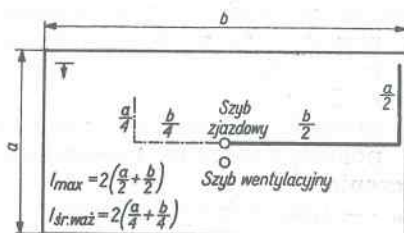
Rys. 29. Maksymalna i średnia ważona długość rurociągu dla podszadzenia elementarnego obszaru kopalni



Rys. 30 (z prawej). Wielkość spadku naporu instalacji podszadzkowej w zależności od wielkości obszaru podszadzania

Do czasu straconego, *zależnego od wielkości obszaru kopalni*, należy: czas jazdy pociągiem osobowym ze stacji podszadzia do stacji oddziałowej i z powrotem.

Rys. 31. Maksymalna i średnia ważona długości drogi transportu załogi w obrębie elementarnego obszaru kopalni



Dla ustalenia zależności pomiędzy wielkością obszaru kopalni a efektywnym czasem pracy przyjęto, że szyb zjazdowy znajduje się w środku obszaru kopalni oraz że obszar ma kształt prostokąta o boku dłuższym po rozciągłości b i krótszym po nachyleniu a (rys. 31).

Niżej wyprowadzono zależność między efektywnym czasem pracy a wielkością obszaru elementarnego

$$\begin{aligned}
 t_e &= T - t_s \\
 t_s &= t_{s1} + t_{s2} \\
 t_e &= T - (t_{s1} + t_{s2}) \\
 l &= \frac{a}{4} + \frac{b}{4} = \frac{a+b}{4} \\
 P &= a \cdot b \\
 a &= \frac{P}{b} \\
 l &= \frac{a + e \cdot a}{4} = \frac{a \cdot (1 + e)}{4} = \frac{(1 + e)}{4 \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \\
 t_{s2} &= \frac{2 \cdot l}{V} = \frac{(1 + e)}{2 V \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \text{ godz} \\
 t_e &= T - \left[t_{s1} + \frac{(1 + e)}{2 V \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \right] \text{ godz} \quad (170)
 \end{aligned}$$

W równaniach tych:

T — ustawowy czas pracy, godz,

t_e — efektywny czas pracy, godz,

l — średnia ważona długość drogi, jaką muszą przebyć pracownicy ze stacji podszybia do stacji oddziałowej, km,

V — prędkość jazdy, km/godz.

Oznaczenia pozostałe jak w poprzednich wzorach.

Koszt robocizny dołowej zależy od wielkości obszaru. Wzór na wzrost kosztów robocizny dołowej w zależności od wielkości obszaru wyprowadzono przy następujących założeniach:

1. przyjęto, że w oddziale stosunek ilości robotnikodniówek pozawęglowych do ilości robotnikodniówek na węglu wynosi 1 : 1;
2. zarobek dniówkowy robotników pozawęglowych wynosi połowę zarobków robotników pracujących na węglu.

Oznaczenia:

i_0 — ilość robotnikodniówek pozawęglowych w oddziale,

i_w — ilość robotnikodniówek w oddziale przepracowanych na węglu,

K_d — zarobek dniówkowy robotnika na węglu, zł/dn,

C_1 — zasadnicza norma czasowa dla urabiania 1 T węgla, godz,

k_r — obciążenie tony węgla robocizną na węglu, zł/T,

P_z — zasadnicza norma produkcyjna, T/rob.dn.

Obciążenie 1 T wydobywania robocizną na węglu wynosi

$$k_r = \frac{K_d}{P_z}$$

$$P_z = \frac{t_e}{C_j}$$

$$k_r = \frac{K_d \cdot C_j}{t_e}$$

Obciążenie 1 T wydobywania robocizną w oddziale, w zależności od wielkości obszaru, wynosi

$$k_{ro} = 1,5 \cdot \frac{K_d \cdot C_j}{t_e}$$

$$k_{ro} = \frac{1,5 \cdot K_d \cdot C_j}{T - \left[t_{s1} + \frac{(1+e)}{2V \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \right]} \quad (171)$$

Koszty robocizny k_{ro} w zależności od wielkości obszaru elementarnego wyznacza się jako różnicę obciążenia 1 T wydobywania przy dowolnej wielkości obszaru P i obszarze P_0 , przy którym załoga osiąga maksymalny efektywny czas pracy. Zachodzi to wtedy, gdy załoga traci czas tylko na zjazd szybem i dojście do miejsca pracy w oddziale. Zależność kosztów robocizny od wielkości obszaru elementarnego przyjmie wtedy postać

$$\Delta k_{ro} = \frac{1,5 \cdot K_d \cdot C_j}{T - \left[t_{s1} + \frac{(1+e)}{2V \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \right]} - \frac{1,5 \cdot K_d \cdot C_j}{T - t_{s1}}$$

lub

$$\Delta k_{ro} = 1,5 \cdot K_d \cdot C_j \cdot \left[\frac{1}{T - \left(t_{s1} + \frac{1+e}{2V \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \right)} - \frac{1}{T - t_{s1}} \right] \text{ zł/T} \quad (171 a)$$

W oparciu o wzór (171 a) sporządzono nomogram (rys. 32), z którego można odczytać koszt robocizny w zależności od wielkości obszaru kopalni przy interesujących nas parametrach.

Do sporządzenia nomogramu przyjęto następujące dane:

$P = 0,5 \text{ do } 25 \text{ km}^2$

$t_{s1} = 0,75; 1,0 \text{ godz}$

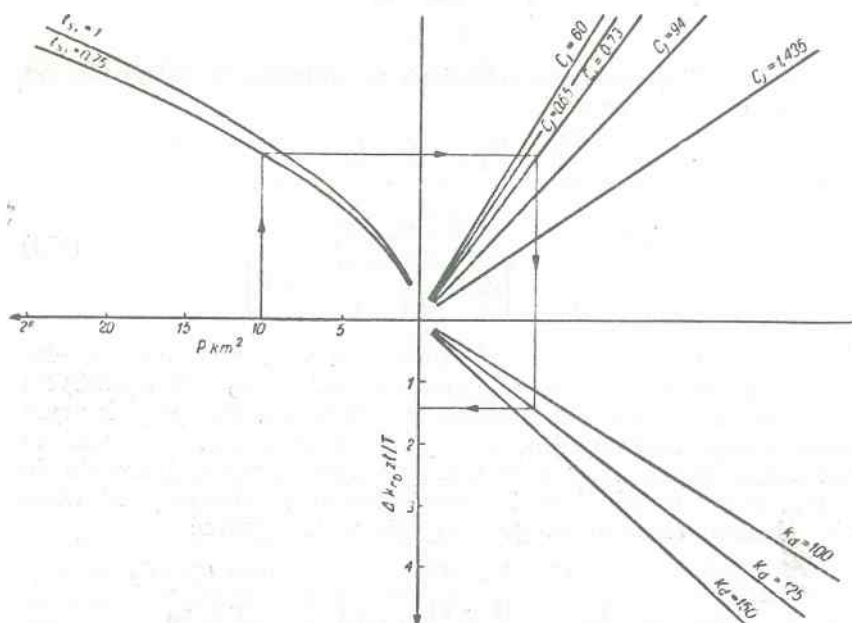
$T = 7,5 \text{ godz}$

$e = 1,5$

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

$K_d = 100; 125; 150; 200 \text{ zł/rob.dn}$

$C_j = 1,43; 0,94; 0,73; 0,64; 0,6 \text{ godz/T}$



Rys. 32. Nomogram do wyznaczania zależności kosztów robocizny od obszaru P

Zależność kosztów przewietrzania od wielkości obszaru kopalni. Drogę powietrza w kopalni można podzielić na trzy zasadnicze odcinki:

1. szyby (wlotowy, wylotowy),
2. przekopy (przewozowy, wentylacyjny),
3. pole wybierania (wielkość w przybliżeniu stała).

Zwiększenie obszaru kopalni przy ustalonym natężeniu eksploatacji φ powoduje zwiększenie ilości przepływającego powietrza i wydłużenie się dróg wentylacyjnych.

Związek między kosztem wentylacji a wielkością obszaru kopalni wyprowadzono w sposób następujący:

Oznaczenia:

K_w — koszt wentylacji, zł/dzień,

k_w — koszt wentylacji, zł/T,

Q — ilość przepływającego powietrza, m³/sek,

h_m — depresja wentylatora, mm sł. wody,

η_w — współczynnik sprawności zespołu wentylacyjnego,

k_e — koszt energii, zł/kWh,

A — otwór równoznaczny kopalni, m².

Oznaczenia pozostałe jak w poprzednich wzorach.

$$K_w = \frac{24 \cdot Q \cdot h_m \cdot k_e}{102 \cdot \eta_w} \text{ zł/dzień} \quad (172)$$

Obciążenie 1 T wydobywania dziennego kosztem wentylacji wynosi

$$k_w = \frac{24 \cdot Q \cdot h_m \cdot k_e}{102 \cdot \eta_w \cdot W_d} \text{ zł/T} \quad (173)$$

$$Q = \frac{p \cdot P \cdot \varphi}{60} \text{ m}^3/\text{sek} \quad (174)$$

$$W_d = P \cdot \varphi \text{ T/dobę}$$

$$k_w = \frac{24 \cdot p \cdot P \cdot \varphi \cdot h_m \cdot k_e}{102 \cdot 60 \cdot \eta_w \cdot P \cdot \varphi} \text{ zł/T} \quad (174 a)$$

Korzystając z zależności pomiędzy otworem równoznacznym kopalni A i depresją h_m , można wyrazić depresję wzorem

$$h_m = \frac{0,38^2 \cdot Q^2}{A^2} \quad (175)$$

Wstawiając do wzoru (174 a) wartość h_m z wzoru (175), otrzymuje się

$$k_w = \frac{24 \cdot 0,38^2}{102 \cdot 60 \cdot 3600} \cdot \frac{k_e \cdot p^3 \cdot \varphi^3 \cdot P^2}{A^2 \cdot \eta_w} \text{ zł/T} \quad (176)$$

a ponieważ

$$\frac{24 \cdot 0,38^2}{102 \cdot 60 \cdot 3600} = 157 \cdot 10^{-9} \quad (177)$$

więc

$$k_w = 157 \cdot 10^{-9} \frac{k_e \cdot p^3 \cdot \varphi^3 \cdot P^2}{A^2 \cdot \eta_w} \text{ zł/T} \quad (178)$$

W oparciu o wzór (178) sporządzono nomogram (rys. 33, 34), z którego można odczytać koszty wentylacji zależnie od wielkości obszaru kopalni przy interesujących nas parametrach.

Dane do sporządzania nomogramu przyjęto następujące:

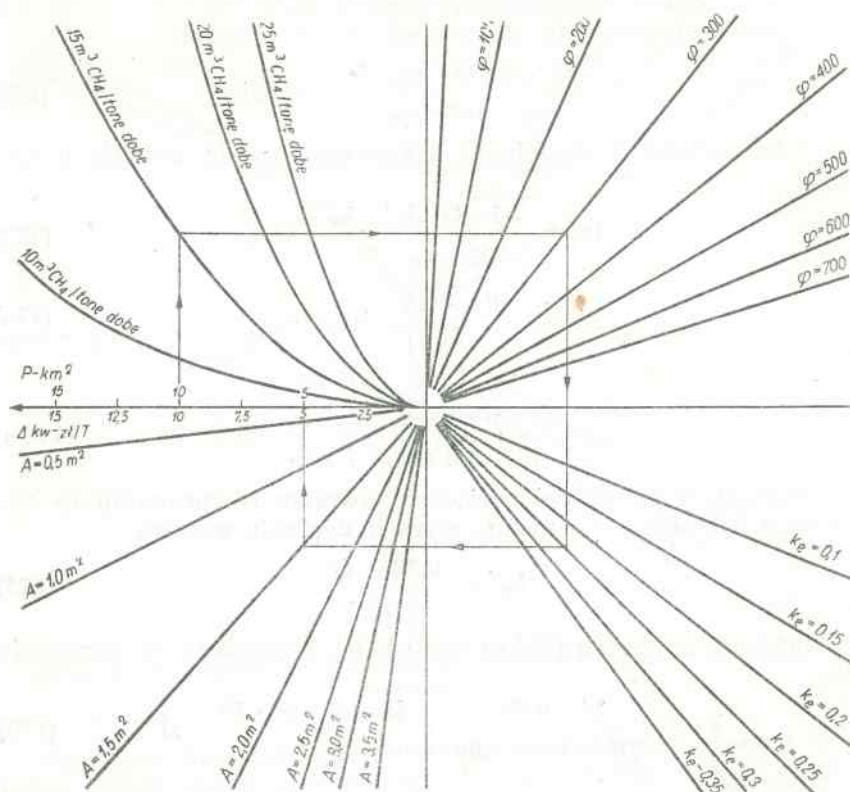
$k_e = 0,1; 0,15; 0,2; 0,25; 0,3; 0,35$ zł/kWh

$\eta_w = 0,65$

$b = 10; 15; 20; 30; 40; 50; 60; 70; 80; 90; 100; 110; 120;$
 $150 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{tonę} \cdot \text{dobę}$

$\varphi = 100\text{--}800 \text{ T/km}^2 \cdot \text{dobę}$

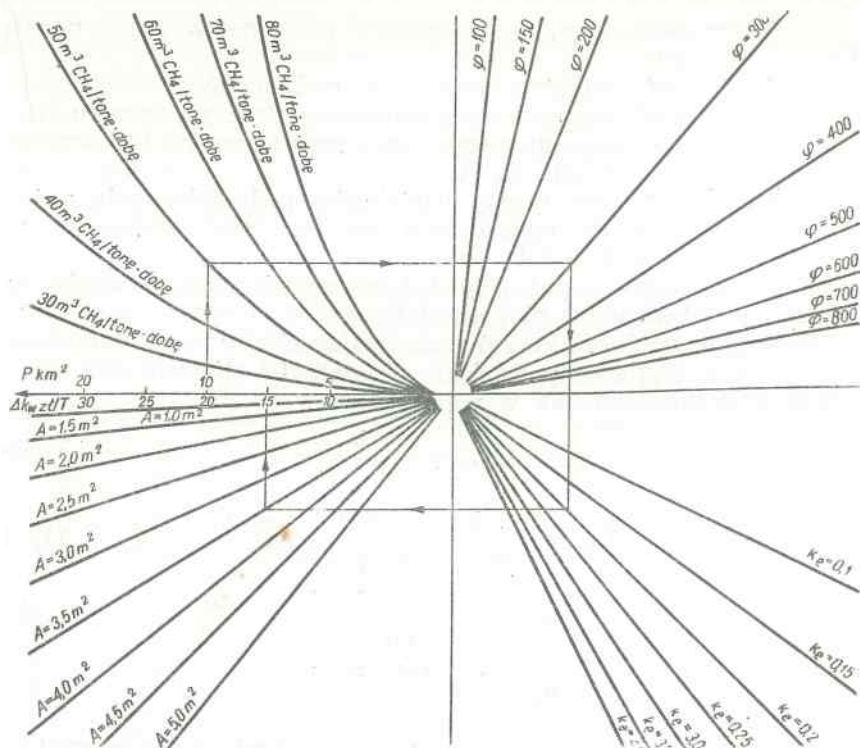
$A = 1; 1,5; 2,0; 2,5; 3,0; 3,5; 4,0; 4,5; 5,0 \text{ m}^2$



Rys. 33. Nomogram do wyznaczania zależności kosztów wentylacji od obszaru P

Zależność kosztów podsadzki plynnej od wielkości obszaru. Jeżeli na rozpatrywanym obszarze występują pokłady, które mają być wybrane z zastosowaniem podsadzki plynnej, to celowe będzie określenie kosztów obciążających tonę węgla w zależności od wielkości obszaru, który ma być podsadzany (rys. 20).

Powyższą zależność wyprowadza się następująco



Rys. 34. Nomogram do wyznaczania zależności kosztów wentylacji od obszaru P

Oznaczenia:

- z_{uz} — zasobność użyteczna złoża, T/m^2 ,
- z_p — zasobność użyteczna części złoża, które będzie wybierane z zastosowaniem podsadzki płynnej, T/m^2 ,
- P — obszar kopalni obsługiwany jednym szybem pod-sadzczowym zlokalizowanym w środku obszaru, km^2 ,
- L_{ob} — średnia długość rurociągu w obszarze górniczym P w okresie trwania kopalni, km ,
- r_s — koszt 1 m rurociągu w szybie (łącznie z montażem), $zł/m$,
- r_p — koszt 1 m rurociągu w poziomie (łącznie z montażem), $zł/m$,
- m_s — ilość przepuszczonego materiału podsadzkiowego, która powoduje zużycie rur w szybie, m^3 ,
- m_p — ilość przepuszczonego materiału podsadzkiowego, która powoduje zużycie rur w poziomie, m^3 ,

- n_p — ilość wymian rurociągów podsadzkowych w poziomie,
 n_s — ilość wymian rurociągów podsadzkowych w szybie,
 j — współczynnik uwzględniający ilość m^3 piasku, potrzebnego do wypełnienia przestrzeni po 1 T wybranego węgla, m^3/T ,
 K_p — całkowite koszty rurociągów podsadzkowych, zużytych do podsadzania zasobów wydobywanych na podsadzkę, zł,
 k_p — koszt obciążający 1 tonę wydobywanego węgla na podsadzkę płynną, zł/T,
 Δk_p — zależność kosztów obciążających 1 T wydobywanego węgla na podsadzkę od wielkości obszaru, zł/T.
- Oznaczenia pozostałe jak w poprzednich wzorach.

$$L_{max} = \frac{a + b}{2} \quad (179)$$

$$L_{ob} = \frac{a + b}{4} = \frac{1 + e}{4 \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \quad (180)$$

$$n_s = \frac{z_p \cdot 10^6 \cdot P \cdot j}{m_s} \quad (181)$$

$$n_p = \frac{z_p \cdot 10^6 \cdot P \cdot j}{m_p} \quad (182)$$

Całkowite koszty utrzymania instalacji podsadzkowej w szybie i w poziomie związane z wybieraniem węgla z zastosowaniem podsadzki płynnej w obrębie całego obszaru P wyniosą

$$K_p = n_s \cdot r_s \cdot H + n_p \cdot r_p \cdot L_{ob}$$

$$K_p = \frac{z_p \cdot 10^6 \cdot P \cdot j}{m_s} \cdot H \cdot r_s + \frac{z_p \cdot 10^6 \cdot P \cdot j}{m_p} \cdot L_{ob} \cdot r_p \quad (183)$$

$$K_p = \frac{z_p \cdot 10^6 \cdot P \cdot j}{m_s} \cdot H \cdot r_s +$$

$$+ \frac{z_p \cdot 10^6 \cdot P \cdot r_p \cdot j}{m_p} \cdot \frac{(1 + e)}{4 \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P}$$

Koszt przypadający na jedną wydobytą tonę

$$k_p = \frac{z_p \cdot 10^6 \cdot P \cdot j}{m_s \cdot z_{u3} \cdot 10^6 \cdot P} \cdot H \cdot r_s +$$

$$+ \frac{z_p \cdot 10^6 \cdot P \cdot r_p \cdot j}{m_p \cdot z_{u3} \cdot 10^6 \cdot P} \cdot \frac{1 + e}{4 \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \quad \text{zł/T} \quad (184)$$

$$k_p = j \cdot \frac{z_p}{z_{u3}} \cdot \frac{H \cdot r_s}{m_s} + 1000j \cdot \frac{z_p}{z_{u3}} \cdot \frac{r_p \cdot (1 + e)}{m_p \cdot 4 \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \text{ zł/T} \quad (185)$$

Po wyłączeniu z wzoru (165) członu niezależnego od obszaru P otrzymamy równanie (wzór 186), z którego wynika zależność K_p od obszaru P

$$\Delta k_p = 1000 j \cdot \frac{z_p}{z_{u3}} \cdot \frac{r_p \cdot (1 + e)}{m_p \cdot 4 \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \text{ zł/T} \quad (186)$$

W oparciu o wzór (186) sporządzono nomogram (rys. 35), z którego można odczytać koszty podsadzki płynnej zależnie od wielkości obszaru podsadzania przy interesujących nas parametrach.

Do sporządzenia nomogramu przyjęto następujące dane:

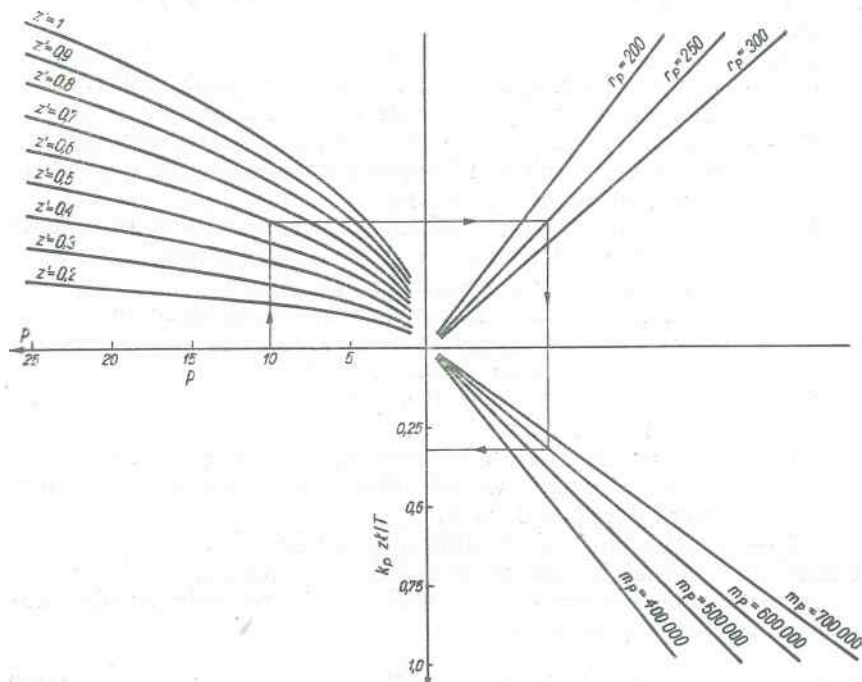
$$j = 0,8 \text{ m}^3/\text{T}$$

$$z = \frac{z_p}{z_{u3}} = 0,2 \div 1$$

$$P = 1 \div 25 \text{ km}^2$$

$$r_p = 200; 250; 300 \text{ zł/m}$$

$$m_p = 400\,000; 500\,000; 600\,000; 700\,000 \text{ m}^3.$$



Rys. 35. Nomogram zależności kosztów podsadzki płynnej od obszaru P

Zależność kosztów amortyzacji i dodatkowych kosztów ruchomych zespołu zjazdowo-wentylacyjnego od wielkości obszaru kopalni. Obiekty wchodzące w skład zespołu zjazdowo-wentylacyjnego ze względu na okres ich trwania można podzielić na dwie grupy:

1. Obiekty długotrwałe, których okres użytkowania jest równy czasowi istnienia kopalni T_k . Nakłady inwestycyjne poniesione w związku z ich budową rozkłada się na całe zasoby kopalni.

Należą tu: szyb zjazdowy, szyb wentylacyjny, budynek wentylatora, dyfuzor, budynek maszyny wyciągowej, nadszybie, wieża szybowa, budynki łaźni, lampowni, cechowni, kotłowni i ogrzewania, znaczkowni, magazyny, rowerownia, uzbrojenie terenu i — w przypadku stosowania podsadzki płynnej — urządzenia podsadzkowe z bocznica.

2. Obiekty o krótkim okresie użytkowania. Nakłady inwestycyjne na te obiekty obciążają tę ilość zasobów, która w tym okresie zostanie wydobyta.

Należą tu: maszyna wyciągowa, wentylator, wyposażenie kotłowni, łaźni, lampowni, znaczkowni, podszybia szybu zjazdowego.

Oznaczenia:

K_1 — nakłady inwestycyjne na obiekty o czasie amortyzacji równym okresowi istnienia kopalni T_k lat, zł,

K_2 — nakłady inwestycyjne na obiekty o czasie amortyzacji krótszym od okresu istnienia kopalni (np. o czasie istnienia poziomu), t lat, zł,

k_1 — koszt amortyzacji nakładów inwestycyjnych na obiekty majątku trwałego o okresie użytkowania równym czasowi istnienia kopalni, zł/ T ,

k_2 — koszt amortyzacji nakładów inwestycyjnych na obiekty majątku trwałego o okresie użytkowania krótszym od czasu istnienia kopalni, zł/ T ,

T_k — czas amortyzacji obiektów długotrwałych równy czasowi istnienia kopalni, lat,

t — czas amortyzacji obiektów krótkotrwałych, lat,

k_a — obciążenie tony węgla amortyzacją zespołu zjazdowo-wentylacyjnego, zł/ T ,

Z — zasoby złoża w obrębie obszaru kopalni.

Oznaczenia pozostałe jak w poprzednich wzorach.

Amortyzacja nakładów K_1 rozkłada się na całe zasoby kopalni i wyraża się wzorem

$$k_1 = \frac{K_1}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} \quad (187)$$

Amortyzacja nakładów inwestycyjnych K_2 rozkłada się na zasoby wydobyte w okresie t — lat

$$k_2 = \frac{K_2}{300 \cdot W_d \cdot t} \quad (188)$$

Wydobycie roczne kopalni przy 300 dniach pracy w roku wynosi

$$300 \cdot W_d = \frac{Z}{T_k} = \frac{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P}{T_k} \quad (189)$$

stąd

$$k_2 = \frac{K_2}{\frac{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P \cdot t}{T_k}} = \frac{K_2 \cdot T_k}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P \cdot t} \text{ zł/T} \quad (190)$$

$$\begin{aligned} k_a = k_1 + k_2 &= \frac{K_1}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} + \frac{K_2 \cdot T_k}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P \cdot t} = \\ &= \frac{1}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} \cdot \left[K_1 + K_2 \cdot \frac{T_k}{t} \right] \text{ zł/T} \end{aligned} \quad (191)$$

Założenie zespołu zjazdowo-wentylacyjnego powoduje powstanie kosztów ruchowych na skutek dodatkowego zatrudnienia pracowników obsługujących obiekty na powierzchni i pod ziemią.

Należą tu: obsługa maszyny wyciągowej, sygnalista i pomocnik na nadszybiu i w podszybiu, obsługa magazynu, kotłowni, łaźni, znaczkowni, placu drzewnego, lampowni itd.

Koszty związane z ich zatrudnieniem obciążają całe zasoby kopalni.

Oznaczając przez:

K_3 — roczny koszt obsługi zespołu zjazdowo-wentylacyjnego, zł/rok,

k_3 — obciążenie 1 T wydobywania dodatkowym kosztem ruchowym, zł/T,

otrzymuje się

$$k_3 = \frac{K_3 \cdot T_k}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} \text{ zł/T} \quad (192)$$

Łączne obciążenie 1 T wydobywania amortyzacją nakładów inwestycyjnych na zespół zjazdowo-wentylacyjny i dodatkowymi kosztami ruchowymi wynosi

$$k_k = k_1 + k_2 + k_3$$

$$k_k = \frac{1}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} \cdot \left[K_1 + K_2 \cdot \frac{T_k}{t} + K_3 \cdot T_k \right] \quad (193)$$

Analiza nakładów inwestycyjnych K_1 i K_2 wykazuje, że istnieje zależność funkcyjna pomiędzy wielkością nakładów na te obiekty a wielkością wydobycia.

Zależność ta przebiega według hiperboli o równaniu

$$K_1 = \sqrt{a \cdot W_d^2 + b \cdot W_d} \quad (194)$$

$$K_2 = \sqrt{a' \cdot W_d^2 + b' \cdot W_d} \quad (195)$$

gdzie a, b, a', b' oznaczają parametry obliczeniowe. Hiperbola ta zdążyła do asymptoty (według Hillenhinrischa i Ajdukiewicza). Dla uproszczenia obliczeń wprowadzono prostą zastępczą, która od wielkości 3000 T wydobycia wzwyż daje zbliżone wyniki. Równanie prostej zastępczej dla nakładów K_1 i K_2 przybierze postać

$$K_1 = K_0 + g \cdot \varphi \cdot P \quad (196)$$

$$K_2 = K'_0 + h \cdot \varphi \cdot P \quad (196 a)$$

gdzie

K_0 — stałe nakłady inwestycyjne na obiekty zespołu zjazdowo-wentylacyjnego w okresie amortyzacji, T_k , zł,

K'_0 — stałe nakłady inwestycyjne na obiekty zespołu zjazdowo-wentylacyjnego o okresie amortyzacji t , zł,

g — współczynnik wyrażający wielkość nakładów inwestycyjnych na obiekty zespołu zjazdowo-wentylacyjnego, o okresie amortyzacji równym czasowi istnienia kopalni, przypadających na tonę wydobycia dziennego (proporcjonalny do wielkości wydobycia),

h — współczynnik wyrażający wielkość nakładów inwestycyjnych na obiekty zespołu zjazdowo-wentylacyjnego, o okresie amortyzacji krótszym od czasu istnienia kopalni, przypadających na tonę wydobycia dziennego (proporcjonalny do wielkości wydobycia)

$$k_1 = \frac{K_0}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} + \frac{g \cdot \varphi}{10^6 \cdot z_{u3}} \quad (197)$$

$$k_2 = \frac{K'_0 \cdot T_k}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P \cdot t} + \frac{h \cdot \varphi \cdot T_k}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot t} \quad (197 a)$$

Dodatkowe koszty obsługi zespołu zjazdowo-wentylacyjnego K_3 są w przybliżeniu wielkością stałą w przedziale od 3000 do 8000 T/dz i obciążenie 1 T wydobycia tymi kosztami oblicza się

$$k_3 = \frac{K_3 \cdot T_k}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} \quad (198)$$

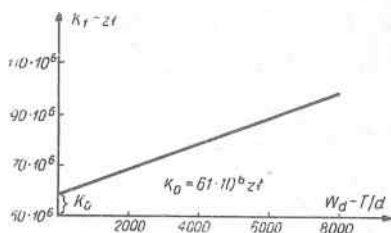
Po zsumowaniu K_1 , K_2 , K_3 (197), (197 a) i (198) i po wyłączeniu z otrzymanej sumy ΔK_k członów niezależnych od obszaru P otrzymamy równanie (199)

$$\Delta k_k = \frac{1}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} \cdot \left[K_0 + K'_0 \cdot \frac{T_k}{t} + K_3 \cdot T_k \right] \text{ zł/T} \quad (199)$$

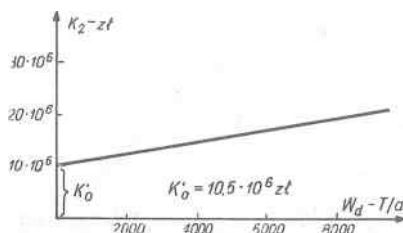
W równaniu tym Δk_k jest zależne od obszaru P . Daje ono obciążenie 1 T wydobywania amortyzacją nakładów inwestycyjnych i dodatkowymi kosztami ruchowymi zespołu zjazdowo-wentylacyjnego, zależnymi od wielkości obszaru obsługiwanego tym zespołem.

W oparciu o projekty typowe wykonane dla nowych kopalń oraz na podstawie kosztów jednostkowych wziętych z cenników kosztorysowych (według poziomu cen z 1957 r.) wyznaczono wielkość nakładów inwestycyjnych K_1 i K_2 na obiekty zespołu zjazdowo-wentylacyjnego.

Ponadto uwzględnia się dodatkowe koszty ruchowe K_3 związane z tym zespołem dla przeciętnych warunków wykonawstwa w Zagłębiu Górnśląskim.



Rys. 36. Proste zastępcze dla nakładów K_1



Rys. 37. Proste zastępcze dla nakładów K_2

Dla znalezionych nakładów K_1 i K_2 wyznaczono proste zastępcze przedstawione na rys. 36, 37. Odczytane z nich wartości wynoszą:

$$K_0 = 61 \cdot 10^6 \text{ zł}$$

$$K'_0 = 10,5 \cdot 10^6 \text{ zł}$$

Koszty ruchowe wyrażają się liczbą: $K_3 = 2,3 \cdot 10^6 \text{ zł/rok}$.

Znając wartość K_0 , K'_0 i K_3 można z wzoru (199) obliczyć obciążenie 1 T wydobywania węgla k_k amortyzacją nakładów inwestycyjnych i dodatkowymi kosztami ruchowymi zespołu zjazdowo-wentylacyjnego, zależnie od wielkości elementarnego obszaru kopalni.

Z przeprowadzonych obliczeń wynika, że

$$k_h = \frac{K_0}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} \cdot \left[1 + 0,17 \frac{T_k}{t} + 0,04 \cdot T_k \right] \text{ zł/T} \quad (199 a)$$

Do wykreślenia nomogramu kosztów amortyzacji i dodatkowych kosztów ruchowych zespołu zjazdowo-wentylacyjnego przyjęto następujące wartości

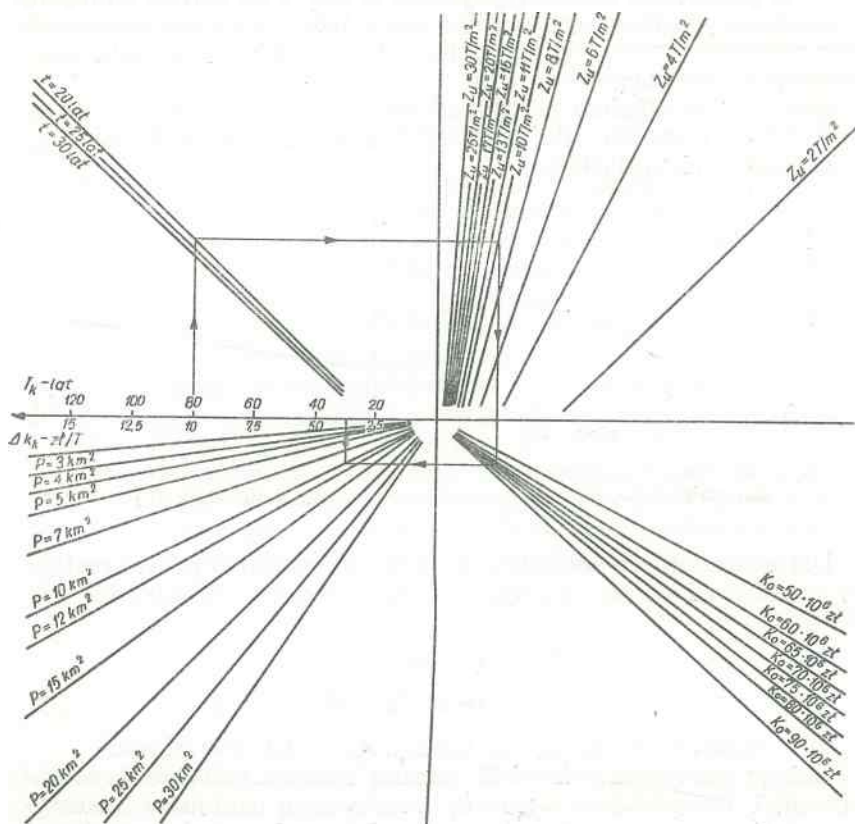
$t = 20; 25; 30$ lat

$T_k = 50; 75; 100; 125$ lat

$z_{u3} = 2,4; 5; 7; 8; 9; 10; 12; 14; 15; 20; 25; 30 \text{ T/m}^2$

$K_0 = 50 \cdot 10^6; 60 \cdot 10^6; 70 \cdot 10^6; 75 \cdot 10^6; 80 \cdot 10^6 \text{ zł}$

Nomogram przedstawiono na rys. 38.



Rys. 38. Zależność kosztów amortyzacji i dodatkowych kosztów ruchowych zespołu zjazdowo-wentylacyjnego od obszaru P

Wyznaczenie optymalnej wielkości elementarnego obszaru kopalni na podstawie minimum kosztów całkowitych zespołu zjazdowo-wentylacyjnego obciążających 1 T wydobywania. Sumę kosztów zależnych od wielkości elementarnego obszaru kopalni przedstawia następujące równanie

$$k_c = \Delta k_{ro} + \Delta k_v + \Delta k_p + \Delta k_k \quad (200)$$

Po podstawieniu wartości poszczególnych członów otrzymamy

$$k_c = 1,5 \cdot K_d \cdot C_j \cdot \left[\frac{1}{T - \left(t_{s1} + \frac{1+e}{2 \cdot V \cdot \sqrt{e}} \right) \cdot \sqrt{P}} - \frac{1}{T - t_{s1}} \right] + \\ + 157 \cdot 10^{-9} \frac{k_e \cdot p^3 \cdot \varphi^2 \cdot P^2}{A^2 \cdot \eta_{lw}} + 1000 j \cdot \frac{z_p \cdot r_p (1+e)}{z_{u3} \cdot m_p \cdot 4 \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} + \\ + \frac{1}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} \cdot \left(K_0 + K'_0 \cdot \frac{T_k}{t} + K_3 \cdot T_k \right) \text{ zł/T}$$

Przyjmując że:

$$B = 1,5 \cdot K_d \cdot C_j$$

$$D = (T - t_{s1})$$

$$E = \frac{(1+e)}{2 \cdot V \cdot \sqrt{e}}$$

$$F = \frac{157 \cdot 10^{-9} \cdot k_e \cdot p^3 \cdot \varphi^2}{A^2 \cdot \eta_{lw}}$$

$$G = 1000 j \frac{z_p}{z_{u3}} \cdot \frac{r_p}{m_p} \frac{(1+e)}{4 \cdot \sqrt{e}}$$

$$H = K_0 + K'_0 \cdot \frac{T_k}{t} + K_3 \cdot T_k$$

$$I = 10^6 \cdot z_{u3}$$

otrzymuje się równanie typu

$$k_0 = \frac{[B]}{D - E \cdot \sqrt{P}} - \frac{B}{D} + F \cdot P^2 + G \cdot \sqrt{P} + \frac{H}{I \cdot P} \quad (200 a)$$

Jest to równanie wyższego stopnia i dokładnych pierwiastków tego równania metodą analityczną znaleźć nie można. Natomiast minimum tej funkcji można w sposób prosty wyznaczyć metodą graficzną, sumując koszty rosnące i malejące z wielkością elementarnego obszaru kopalni.

W przypadku, gdy na rozpatrywanym obszarze nie przewiduje się wybierania pokładów z zastosowaniem podsadzki płynnej,

z równania (200) człon k_p odpada, a nakłady inwestycyjne na zespół zjazdowo-wentylacyjny $K_1 + K_2$ należy pomniejszyć o sumy wydatkowane na urządzenia podsadzkowe.

W tym przypadku równanie sumarycznych kosztów zależnych od wielkości elementarnego obszaru kopalni przyjmie kształt

$$k_c = \frac{B}{D - E \cdot \sqrt{P}} - \frac{B}{D} + F \cdot P^2 + \frac{H}{I \cdot P} \quad (200 b)$$

W celu znalezienia minimum funkcji przedstawionej równaniem (200 a) metodą wykresną należy wykreślić krzywe zależności kosztów:

1. robocizny,
2. wentylacji,
3. podsadzki płynnej,
4. amortyzacji nakładów inwestycyjnych na zespół zjazdowo-wentylacyjny w układzie współrzędnych k zł/T, P , km^2 .

Dodając graficznie koszty rosnące i malejące z wielkością elementarnego obszaru kopalni, otrzymuje się krzywą wypadkową, której minimum wskaże wielkość obszaru, przy którym obciążenie 1 T węgla kosztami zależnymi od wielkości obszaru w danych warunkach jest najmniejsze.

Następnie należy sprawdzić możliwość prawidłowego przewietrzania jednym szybem wentylacyjnym i obsługi jednym urządzeniem podsadzkowym wyznaczonego tym sposobem (ze względu na minimum kosztów) elementarnego obszaru kopalni.

W przypadku spełnienia wymaganych warunków przyjmuje się wielkość obszaru elementarnego za optymalną.

Gdy znaleziony obszar ze względu na minimum kosztów nie może być prawidłowo przewietrzany jednym szybem wentylacyjnym lub podsadzony z jednej podsadzkowni, obszar należy zmniejszyć do takich wymiarów, by powyższy warunek został spełniony.

Na rys. 39 podano kształt krzywych, przedstawiających koszty zależne od wielkości obszaru elementarnego kopalni.

Wyznaczenie wielkości obszaru górniczego kopalni zespołowej. Wielkość obszaru górniczego kopalni obsługiwanego jednym zespołem wydobywczo-przeróbczym wyznacza się w oparciu o kryterium ekonomiczne najniższych kosztów obciążających tonę węgla wydobywanego z obszaru kopalni.

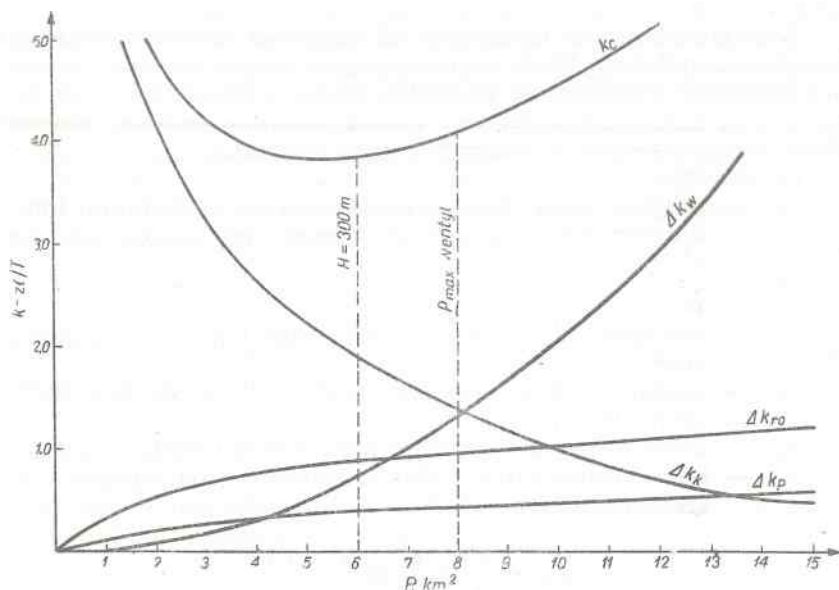
Rozwiązanie otrzymuje się przez przeciwstawienie kosztów rosnących wraz z wielkością obszaru kosztom malejącym z wielkością tego obszaru.

Do kosztów rosnących wraz z wielkością obszaru kopalni należy:

1. Koszt transportu urobku wynikający ze zwiększenia długości dróg przewozowych z obszarów elementarnych kopalń, do centralnego zakładu wydobywczo-przeróbczego.

2. Koszt wykonania i utrzymania głównych chodników transportowych łączących obszary elementarne kopalń z głównym szybem wydobywczym.

Koszty wymienione w punkcie 2. bierze się pod uwagę w tym przypadku, gdy główne poziomy wydobywcze w obrębie obszarów elementarnych nie są założone na tej samej głębokości, co



Rys. 39. Graficzny sposób wyznaczania minimum funkcji

$$k_c = \Delta k_{ro} + \Delta k_w + \Delta k_p + \Delta k_k$$

główny poziom (wydobywczy) przy szybie wydobywczym i istnieje konieczność budowy dodatkowych dróg transportowych lub gdy powstaje konieczność utrzymywania podstawowych dróg transportowych przez okres dłuższy od przewidzianego czasu istnienia poziomu wydobywczego przy szybie wydobywczym.

Do kosztów malejących wraz z wielkością obszaru produkcyjnego kopalni należy amortyzacja nakładów inwestycyjnych związanych z budową kompleksu wydobywczo-przeróbczego.

Ułożwszy funkcje kosztów zależnych od wielkości obszaru produkcyjnego, znajdujemy minimum tej funkcji metodą analityczną lub graficzną.

Z warunku minimum kosztów znajdujemy optymalną wielkość obszaru produkcyjnego kopalni zespołowej.

Niżej podano funkcję kosztów zależnych od wielkości obszaru górniczego kopalni zespołowej, z której można znaleźć optymalną wielkość obszaru kopalni.

Funkcja ta dotyczy przypadku najprostszego, tj. takiego, kiedy główny poziom wydobywczy (szybu wydobywczego) i wszystkie poziomy w obrębie obszarów elementarnych znajdują się na tej samej głębokości i czas utrzymania wszystkich głównych przekopów transportowych jest dla wszystkich poziomów jednaki.

Zależność kosztów transportu od wielkości obszaru górniczego kopalni zespołowej. Wzór wyprowadzono przy założeniu, że szyb wydobywczy znajduje się w środku obszaru górniczego oraz długość dróg transportowych jest równa średniej ważonej długości dróg transportowych w czasie istnienia kopalni.

Oznaczenia:

a' — długość boku obszaru górniczego po nachyleniu, km,

b' — długość boku obszaru górniczego po rozciągłości, km,

$$e' = \frac{b'}{a'}$$

P_z — powierzchnia obszaru górniczego kopalni zespołowej, km²,

L_{sr} — średnia długość dróg transportowych w obszarze górniczym, P_z , km,

q_t — koszt transportu jednego netto-tonokilometru, zł/nTkm,

k_{tr} — koszt transportu urobku w zależności od wielkości obszaru górniczego, zł/T

$$L_{sr} = \frac{a'}{4} + \frac{b'}{4} = \frac{a' + b'}{4}$$

$$b' = e' \cdot a'$$

$$P_z = a' \cdot b' = a' \cdot a' \cdot e' = e' \cdot (a')^2$$

$$a' = \sqrt{\frac{P_z}{e'}}$$

$$L_{sr} = \frac{a' + e' \cdot a'}{4} = \frac{(1 + e')}{4 \cdot \sqrt{e'}} \cdot \sqrt{P_z}$$

$$k_{tr} = q_t \cdot \frac{(1 + e')}{4 \cdot \sqrt{e'}} \cdot \sqrt{P_z} \quad \text{zł/T} \quad (201)$$

Zależność kosztów amortyzacji zespołu wydobywczo-przeróbczego od wielkości obszaru produkcyjnego.

Oznaczenia:

K_4 — nakłady inwestycyjne na obiekty zespołu wydobywczo-przeróbczego o czasie amortyzacji równym okresowi istnienia kopalni zespołowej (T_k lat), zł,

K_5 — nakłady inwestycyjne na obiekty zespołu wydobywczo-przeróbczego o czasie amortyzacji krótszym od okresu istnienia kopalni (t lat), zł,

k_4 — koszt amortyzacji nakładów inwestycyjnych na obiekty zespołu wydobywczo-przeróbczego o okresie użytkowania równym istnieniu kopalni zespołowej, zł/T,

k_5 — koszt amortyzacji nakładów inwestycyjnych na obiekty zespołu wydobywczo-przeróbczego o okresie żywotności t lat, zł/T,

T_k — czas istnienia kopalni, lata,

t — czas amortyzacji obiektów krótkotrwałych,

z_{u3} — średnia zasobność użyteczna złoża w obrębie obszaru produkcyjnego, T/m²,

P_z — obszar górniczy kopalni zespołowej, km²,

k_{ap} — obciążenie tony węgla amortyzacją nakładów inwestycyjnych na zespół wydobywczo-przeróbczy, zł/T.

Amortyzacja nakładów inwestycyjnych k_4 rozkłada się na całe zasoby kopalni zespołowej i wyrazi się wzorem

$$k_4 = \frac{K_4}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P_z} \quad \text{zł/T} \quad (202)$$

Amortyzacja nakładów inwestycyjnych K_5 rozkłada się na zasoby wydobyte w okresie t — lat

$$k_5 = \frac{K_5 \cdot T_k}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P_z \cdot t} \quad \text{zł/T} \quad (203)$$

$$k_{ap} = k_4 + k_5 = \frac{K_4}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P_z} + \frac{K_5}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P_z} \cdot \frac{T_k}{t} \quad \text{zł/T} \quad (204)$$

Analiza nakładów inwestycyjnych K_4 i K_5 wykazuje, że istnieje zależność funkcyjna pomiędzy wielkością nakładów na te obiekty a wielkością wydobywania. Zależność ta przebiega według hiperboli zdążającej do asymptoty, o równaniu

$$K_4 = \sqrt{a_1 \cdot W_d^2 + b_1 \cdot W_d} \quad (205)$$

$$K_5 = \sqrt{a_2 \cdot W_d^2 + b_2 \cdot W_d} \quad (205 a)$$

gdzie a_1 , b_1 , a_2 , b_2 oznaczają parametry obliczeniowe.

Dla uproszczenia obliczeń wprowadzono prostą zastępczą, która od wielkości 4000 T/dz wzwyż daje zbliżone wyniki. Równanie prostej zastępczej dla nakładów K_4 i K_5 ma postać

$$K_4 = K_{04} + c_1 \cdot \varphi \cdot P_z \quad (206)$$

$$K_5 = K_{05} + c_2 \cdot \varphi \cdot P_z \quad (206 a)$$

gdzie

K_{04} — stałe nakłady inwestycyjne na obiekty zespołu wydobywczo-przeróbczego, o okresie amortyzacji T_k , zł.

K_{05} — stałe nakłady inwestycyjne na obiekty zespołu wydobywczo-przeróbczego o okresie amortyzacji t , zł.

c_1 — współczynnik wyrażający wielkość nakładów inwestycyjnych na obiekty wydobywczo-przeróbcze, o czasie amortyzacji równym czasowi istnienia kopalni, przypadających na tonę wydobycia dziennego, proporcjonalnych do wielkości wydobycia,

c_2 — współczynnik wyrażający wielkość nakładów inwestycyjnych na obiekty wydobywczo-przeróbcze, o okresie amortyzacji krótszym od czasu istnienia kopalni (t lat), przypadających na tonę wydobycia dziennego proporcjonalnych do wielkości wydobycia.

Obciążenie 1 T wydobycia amortyzacją nakładów inwestycyjnych i dodatkowymi kosztami ruchowymi zespołu zjazdowo-wentylacyjnego zależnymi od wielkości obszaru obsługiwanego tym zespołem wyrazi się wzorem

$$k_{ap} = \frac{1}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P_z} \cdot \left(K_{04} + K_{05} \cdot \frac{T_k}{t} \right) \text{ zł/T} \quad (207)$$

We wzorze tym pominięto człony niezależne od obszaru P .

W oparciu o projekty typowe, projekty wykonane dla nowych kopalń oraz na podstawie kosztów jednostkowych wziętych z cenników kosztorysowych (według poziomu cen 1957 r.) wyznaczono wielkość nakładów inwestycyjnych K_4 i K_6 obciążających zespół wydobywczo-przeróbczy dla warunków przeciętnych wykonawstwa w Zagłębiu Górnosląskim.

Dla ustalonych nakładów K_4 i K_5 wyznaczono proste zastępcze i odczytano z nich wartość

$$K_{04} = 200 \cdot 10^6 \text{ zł}$$

$$K_{05} = 50 \cdot 10^6 \text{ zł}$$

Znając wielkość K_{04} i K_{05} można obliczyć z wzoru (207) obciążenie 1 T wydobycia k_{ap} amortyzacją nakładów inwestycyjnych wydobywczo-przeróbczych, w zależności od wielkości obszaru górniczego kopalni zespołowej.

Z przeprowadzonych obliczeń wynika, że

$$k_{ap} = \frac{K_{04}}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P_z} \cdot \left[1 + 0,25 \cdot \frac{T_k}{t} \right] \text{ zł/T} \quad (207 a)$$

Wyznaczenie optymalnej wielkości obszaru górniczego kopalni zespołowej. Sumę kosztów zależnych od wielkości obszaru górniczego kopalni przedstawia równanie

$$k_{cap} = k_{tr} + k_{ap} = q_t \cdot \frac{(1 + e')}{4 \cdot \sqrt{e'}} \cdot \sqrt{P_z} + \frac{1}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P_z} \cdot \left[K_{04} + K_{05} \cdot \frac{T_k}{t} \right] \text{ zł/T} \quad (208)$$

Minimum funkcji można obliczyć metodą analityczną; odpowiadać jej będzie optymalny obszar górniczy kopalni zespołowej.

Oznaczając przez:

$$A' = q_t$$

$$B' = \frac{(1 + e')}{4 \cdot \sqrt{e'}}$$

$$C' = K_{04} + K_{05} \cdot \frac{T_k}{t}$$

$$D' = 10^6 \cdot z_{u3}$$

otrzymuje się równanie

$$k_{cap} = A' \cdot B' \cdot \sqrt{P_z} + \frac{C'}{D' \cdot P_z} \quad (208 a)$$

Minimum funkcji wyznacza się przez zróżniczkowanie i przyrównanie do zera

$$\frac{dk_{cap}}{dP_z} = \frac{A' \cdot B'}{2 \cdot \sqrt{P_z}} - \frac{C'}{D' \cdot P_z^2} = 0$$

stąd

$$P_z = \sqrt[3]{\left(\frac{2 \cdot C'}{A' \cdot B' \cdot D'} \right)^2} \text{ km}^2 \quad (209)$$

Obliczony obszar górniczy kopalni zespołowej P_z z wzoru (209) jest obszarem optymalnym, a więc

$$P_{z \text{ opt}} = \sqrt[3]{\left(\frac{2 \cdot C'}{A' \cdot B' \cdot D'} \right)^2} \text{ km}^2 \quad (210)$$

przy założeniu że

$$\frac{3}{8} \cdot \frac{D' \cdot A'^2 \cdot B'^2}{C'} > 0 \quad (211)$$

Wyrażenie przedstawione za pomocą wzoru (211) jest zawsze > 0 , gdyż parametry C' , D' w naszych rozważaniach przyjmują tylko wartości dodatnie.

Obszar optymalny kopalni zespołowej można również znaleźć metodą graficzną przez wykreślenie krzywych k_{sp} i k_{tr} w układzie k w zł/T i P_z w km² oraz graficzne zsumowanie kosztów rosnących i malejących z wielkością obszaru górniczego kopalni zespołowej.

20. Zasadnicze wyniki i wnioski z dotychczas przeprowadzonych badań nad ustaleniem optymalnej wielkości kopalni

Omówione w poprzednich rozdziałach metody określania optymalnej wielkości kopalni pozwalają na ustalenie ogólnych wniosków, które można ująć w sposób następujący:

1. Zależność między zdolnością produkcyjną kopalni i poszczególnymi stanowiskami kosztów wyraża się funkcją ciągłą:

Ogólny wzór dla zasobów nieograniczonych

$$k = C_1 \cdot \sqrt{W_r} + \frac{C_2}{\sqrt{W_r}} + C_3 \quad \text{zł/T}$$

Dla zasobów ograniczonych

$$k = C_1 \cdot W_r + \frac{C_2}{W_r} + C_3 \quad \text{zł/T}$$

gdzie

W_r — roczna zdolność produkcyjna kopalni, T
 C_1, C_2, C_3 — współczynniki zależne od warunków geologiczno-technicznych.

2. Dla zasobów nieograniczonych i ograniczonych istnieją parametry optymalnej wielkości kopalni (zdolność produkcyjna, okres eksploatacji, obszar i zasoby kopalni), odpowiadające najniższemu kosztowi wydobycia 1 tony węgla. Przekroczenie tej wielkości jest nieekonomiczne.

3. Funkcje określające minimum kosztów przechodzą przez punkt minimum bardzo łagodnie, przy czym w okolicy minimum, stosunkowo znacznym zmianom zmiennej niezależnej odpowiadają małe zmiany wartości funkcji.

Dlatego warunek minimalnych kosztów określa szeroki zakres wielkości produkcji, w którego ramach koszty są praktycznie równoznaczne, gdyż w okolicy minimum przy zmianie kosztów o kilka procent w stosunku do wartości minimalnej wielkość optymalnego wydobycia kopalni zmienia się nawet o 100% (Ajdukiewicz, Szewiakow, Agoszkow).

4. Krzywe kosztów nie przebiegają symetrycznie względem punktu minimum. Przyjęcie rozwiązań dla określenia zdolności produkcyjnej powinno ograniczyć się do tej części krzywej, gdzie zachodzi obniżanie się kosztów własnych, gdyż:

- a. po przekroczeniu punktu minimum przy dalszym zwiększaniu wydobywania kopalni, wzrastają nakłady inwestycyjne i koszty własne (Szewiakow, Zwiagin),
- b. pewność ruchu i sprawna organizacja przemawia za przyjęciem wysokości produkcji w pobliżu dolnej granicy zakresu wyznaczonego przez tolerancję kosztów eksploatacji (Ajdukiewicz).

5. Wielkość optymalna kopalni określona jest stosunkami wartości, nie należy więc przeprowadzać nowych obliczeń przy drobnych zmianach cen lub ich stosunków. Dopiero w przypadku rażących zmian stosunków cen lub przy zasadniczych zmianach technologii wydobywania, należy przeprowadzić ogólną kontrolę ustalonych wielkości.

6. Zaznaczający się w górnictwie kierunek budowy dużych kopalń węgla jest ekonomicznie uzasadniony.

W miarę zwiększania się głębokości eksploatacji zwiększać się powinna wielkość wydobywania kopalni (Benthaus, Koeppen, Bromowicz-Jawień, Szewiakow, Ajdukiewicz, Rollen, Hilenhinrichs).

Również uzasadniona jest budowa dużych kopalń w przypadku udostępnienia dużych zasobów przy sprzyjających warunkach geologiczno-górnictwowych i przy zapewnieniu tak pod względem technicznym, jak i organizacyjnym osiągnięcia znacznej koncentracji wydobywania z jednego przodku (Ajdukiewicz, Koeppen, Rollen, Zwiagin).

7. Ogólną tendencją w projektowaniu i budowie kopalń jest dążność do tworzenia kopalń zespołowych, złożonych z kilku obszarów elementarnych, obsługiwanych wspólnym dla nich urządzeniem wydobywczo-przeróbczo-energetycznym.

Tendencje te opierają się na przesłankach teoretycznych i praktycznych, wyrażających się w obniżeniu nakładów inwestycyjnych, skróceniu czasu budowy kopalń, pewności ruchu i organizacji wydobywania.

IV. STRUKTURA KOPALNI

Udostępnienie złoża w obszarze kopalni powinno następować w sposób, który by zapewniał:

1. front górniczy o wystarczającej długości dla osiągnięcia planowanego wydobywania kopalni,
2. najkrótsze drogi przewozowe i wentylacyjne o niskich kosztach utrzymania i dużym bezpieczeństwie ruchu,
3. osiągnięcie dużej koncentracji robót oraz małej pracochłonności poszczególnych procesów produkcyjnych.

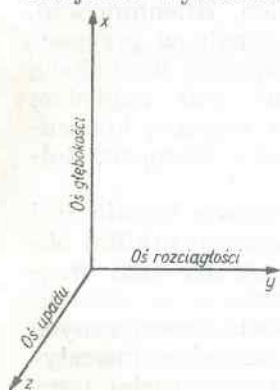
W celu spełnienia tych wymagań musi być zastosowany prawidłowy podział złoża na poziomy i piętra, właściwy sposób ich rozcięcia i przygotowania oraz musi być zachowana prawidłowa kolejność wybierania poziomów i pięter w danych warunkach geologicznych, a przede wszystkim właściwa lokalizacja szybów wydobywczych, zjazdowych i wentylacyjnych.

Do celów projektowania, złoże (bryłę przestrzenną) dzieli się w trzech kierunkach (rys. 40):

1. wzdłuż osi głębokości — na poziomy i warstwy,
2. wzdłuż osi nachylenia — na piętra, śródpiętra,
3. wzdłuż osi rozciągłości — na skrzydła i pola wybierania.

Wyrohiska udostępniające i przygotowawcze (szyby, szybiki, przecznice, przekopy, chodniki główne) tworzą szkielet strukturalny kopalni; zaliczane są one do elementów stałych, które w czasie istnienia kopalni nie powinny być zmienione,

bowiem ich zmiana jest związana z dużym nakładem pracy. Następstwa omyłki popełnionej przy lokalizacji szybu czy też w zakresie rozmieszczenia poziomów i pięter trwają przez kilkadziesiąt lat, powodując trudności techniczne i gospodarcze w pracy kopalni. Podziemna struktura kopalni i każdego poziomu powinna



Rys. 40. Podział złoża w trzech kierunkach

więc tak być rozwiązana, aby efekty ekonomiczne były najkorzystniejsze, tj. aby zapewnione były najniższe koszty własne wydobycia jednej tony w odniesieniu do przemysłowych zasobów złoża (nakłady inwestycyjne i koszty ruchowe).

21. Projektowanie poziomu

W celach eksploatacyjnych dzieli się złoża kopaliny na mniejsze części, które są oddzielnie wybierane. Podziału tego dokonuje się zazwyczaj płaszczyznami poziomymi, zwanymi poziomami.

Pojęcie poziomu może więc być określone jako część kopalni ograniczona po rozciągłości granicami obszaru górniczego, a po nachyleniu przecznicami, przekopami i chodnikami głównymi.

W polskim górnictwie węglowym stosuje się najczęściej dwa sposoby udostępnienia złoża na poziomie wydobywczym.

Typ pierwszy, dotychczas najczęściej stosowany, polega na prostopadłym do rozciągłości udostępnieniu pokładów przecznicą, która najkrótszą drogą trafia kolejno na pokłady przeznaczone do eksploatacji.

W miejscu przecięcia przecznicy z każdym pokładem drążone są główne chodniki podstawowe w węglu.

Typ drugi (rys. 41) polega na równoległym do rozciągłości pokładów otwarciu poziomu za pomocą głównego przekopu kierunkowego prowadzonego w skale płonnej w dwie strony ku przeciwnym skrzydłom kopalni. Z głównego przekopu kierunkowego w pewnej określonej od siebie odległości prowadzone są tzw. przekopy polowe, które mają kierunek prostopadły do rozciągłości pokładów. W miejscu przecięcia się przekopu polowego z każdym pokładem zakłada się główne chodniki podstawowe w węglu.

Za pomocą przekopów polowych udostępnia się poszczególne partie pokładów kolejno, zgodnie z harmonogramem wybierania poziomu wydobywczego.

Przy pokładach poziomych lub o słabym nachyleniu oraz gdy pokłady są gazonośne lub skłonne do samozapalania, poszczególne pokłady otwiera się z przekopów polowych za pomocą szybków.

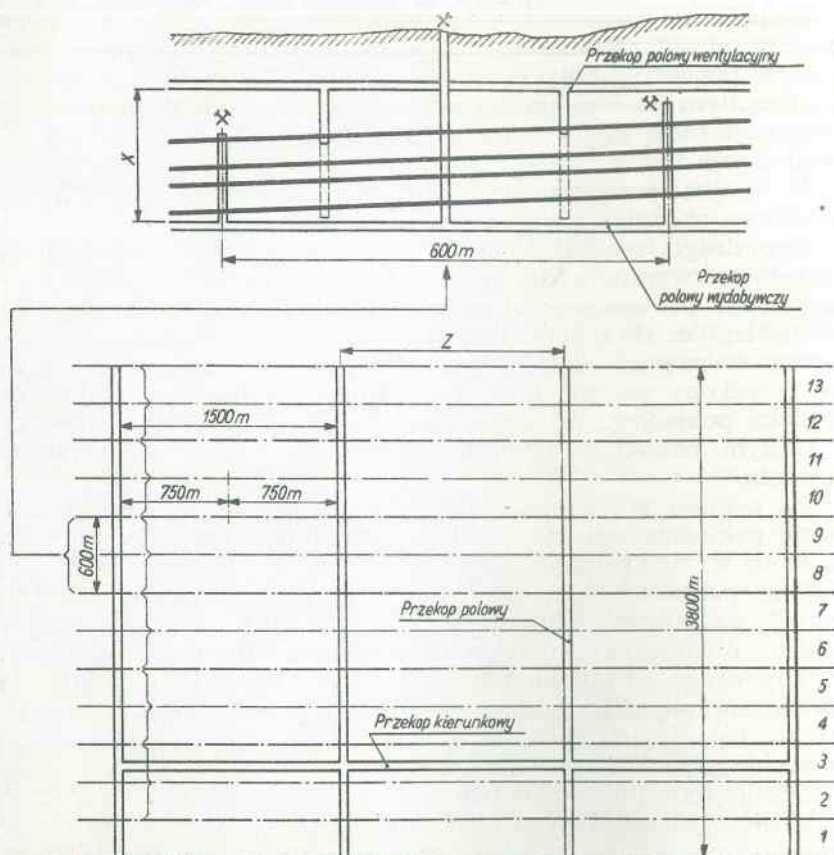
Typ drugi udostępnienia złoża przede wszystkim nadaje się dla kopalń głębokich, gdzie ze względu na istniejące ciśnienie, utrzymanie długich chodników w pokładach staje się czynnością pracochłonną i kosztowną.

Przekop kierunkowy natomiast, drążony w skałach wytrzymałych, nie wymaga dużych nakładów na swoje utrzymanie, dając jednocześnie bez porównania większe bezpieczeństwo i pewność ruchu.

Istnieją również inne zalety tego sposobu udostępniania złoże nie związane z głębokością, jak możliwość tworzenia większej ilości niezależnych frontów wybierania, łatwiejsza izolacja wentylacyjna pól wybierania, łatwiejsze zapobieganie pożarom na drogach transportowych oraz łatwiejsza organizacja transportu i ruchu w poziomie, co w sumie wskazuje, że typ drugi udostępniania złoże jest typem najbardziej racjonalnym przy obecnym stanie techniki i wiedzy górniczej.

W przypadku udostępnienia poziomego według typu pierwszego ilość robót udostępniających dla pokładów nie skłonnych do samozapalania, można obliczyć z wzoru

$$U_m = 1,5 \cdot \sqrt{P} + 2h \quad (212)$$



Rys. 41. Typ drugi rozcięcia poziomu

gdzie

- U_m — długość robót udostępniających, m,
 P — powierzchnia obszaru kopalnianego, m²,
 h — średnia głębokość szybów, m,

Przy pokładach skłonnych do samozapalania ilość robót udostępniających oblicza się z wzoru

$$U_m = 2 \cdot \sqrt{P} + 3h \quad (213)$$

Przy udostępnieniu poziomu według typu drugiego ilość robót udostępniających oblicza się z wzoru

$$U_m = 2 \left(\frac{b}{z} \cdot a + b - z \right) + n_1 \cdot h \quad (214)$$

gdzie

- b — długość obszaru górniczego, m,
 a — szerokość obszaru górniczego, m,
 n_1 — współczynnik określający skłonność węgla do samozapalania (dla węgla nie skłonnego do samozapalania $n_1 = 2$, dla węgla skłonnych do samozapalania $n_1 = 3$ do 4),
 h — średnia głębokość szybów, m,
 z — odstęp między przekopami polowymi, m.

Do wyznaczenia wysokości poziomu stosuje się kryteria techniczne i ekonomiczne, które w okresie trwania poziomu mają zapewnić optymalne warunki dla prowadzenia eksploatacji kopaliny. Najczęściej stosuje się następujące sposoby wyznaczania wysokości poziomu:

1. na podstawie głębinowego wykresu zasobów,
2. metodą wskaźnikową,
3. metodą Szewiakowa,
4. metodą Cloosa.

Metody te zostaną omówione niżej.

Wyznaczanie wysokości poziomu na podstawie głębinowego wykresu zasobów

Mając ustalone zasoby projektowanej kopalni oraz wyznaczone wydobyte roczne projektowanego poziomu, jego wysokość można określić za pomocą wykresu głębinowego zasobów.

W tym celu należy rozpatrzyć i ustalić następujące podstawowe parametry:

1. najekonomiczniejszy czas trwania poziomu,
2. potrzebną ilość zasobów przemysłowych netto dla przyjętego czasu trwania poziomu i przyjętego wydobywania.

Nakłady inwestycyjne powstałe przy budowie kopalni obciążają każdą tonę produkcji amortyzacją, która wyrównuje zużycie urządzeń i obiektów kopalni.

Wielkość amortyzacji zależy od okresu amortyzacji poszczególnych urządzeń i obiektów. Obiekty kopalniane ze względu na okres używalności dzielimy na (Ajdukiewicz, Koeppen):

- a. obiekty długotrwałe o okresie amortyzacji 50 do 80 lat (należą tu budynki przemysłowe i administracyjne, urządzenia podszkawkowe, szyby itp.),
- b. obiekty o krótkim okresie amortyzacji 2 do 25 lat (należą tu urządzenia maszynowe na powierzchni i na dole kopalni, sieć energetyczna oraz założenie i urządzenie poziomu).

Czas istnienia poziomu należy przyjąć taki, aby gwarantował pełne wykorzystanie urządzeń i obiektów w nim zainstalowanych. Z rozważań technicznych i ekonomicznych wynika, że czas istnienia poziomu powinien obejmować okres 20 do 30 lat; w okresie tym bowiem najbardziej racjonalnie możemy zamortyzować i wykorzystać większość urządzeń poziomu.

Mając określony czas trwania oraz określone wydobywanie dziennie projektowanego poziomu, oblicza się ilość potrzebnych zasobów przemysłowych netto według wzoru

$$\text{gdzie} \quad Z_{pn} = 300 \cdot T_p \cdot W_d \quad (215)$$

Z_{pn} — zasoby przemysłowe netto, T,

T_p — przyjęty czas trwania poziomu, lata,

W_d — wydobywanie dobowe projektowanego poziomu, T/dobę,

300 — ilość dni roboczych w roku.

Wyznaczoną w ten sposób wielkość zasobów projektowanego poziomu, odcina się na osi zasobów głębiny wykresu, a na osi głębokości odczytuje się pionową wysokość poziomu.

Wyznaczanie wysokości poziomu metodą wskaźnikową

a. Wysokość poziomu wydobywczego można orientacyjnie wyznaczyć znając wielkość obszaru kopalni, na którym będzie prowadzona eksploatacja, zasobność użyteczną złoża, czas istnienia poziomu i wydobywanie dziennie, które chcemy uzyskać z tego poziomu. Oznaczając przez:

x — wysokość poziomu, m,

W_d — wydobywanie dobowe z poziomu, T/dobę,

T_p — czas istnienia poziomu, lata,

H_{uz} — grubość karbonu produktywnego, m,

z_{u3} — zasobność użyteczna złoża, T/m²,

Z_p — zasoby poziomu, T,

z_{u1} — zasobność użyteczna złoże w części objętej poziomem, %,

P — wielkość obszaru kopalni, km²,
otrzymuje się wartość x z wzoru

$$x = \frac{Z_p \cdot H_{u\bar{z}}}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} = \frac{300 W_d \cdot T_p \cdot H_{u\bar{z}}}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P};$$

$$x = \frac{3 W_d \cdot T_p \cdot H_{u\bar{z}}}{10^4 \cdot z_{u3} \cdot P} \quad (216)$$

b. W projektowanych kopalniach, które nie mają jeszcze ustalonych dokładnie granic, orientacyjnie wysokość poziomu można wyznaczyć za pomocą wskaźnika zasobności użytecznej złoże wyrażonego w procentach oraz przyjętego czasu trwania poziomu i natężenia eksploatacji.

$300 \cdot T_p \cdot \varphi$ — wydobyte z 1 km² poziomu w okresie jego trwania

$$300 \cdot T_p \cdot \varphi = \frac{z_{u1} \cdot 1,3 \cdot 10^6}{100} \cdot x$$

$$x = \frac{3 T_p \cdot \varphi}{100 \cdot 1,3 z_{u1}}$$

$$x = \frac{T_p \cdot \varphi}{43,3 \cdot z_{u1}} \quad (217)$$

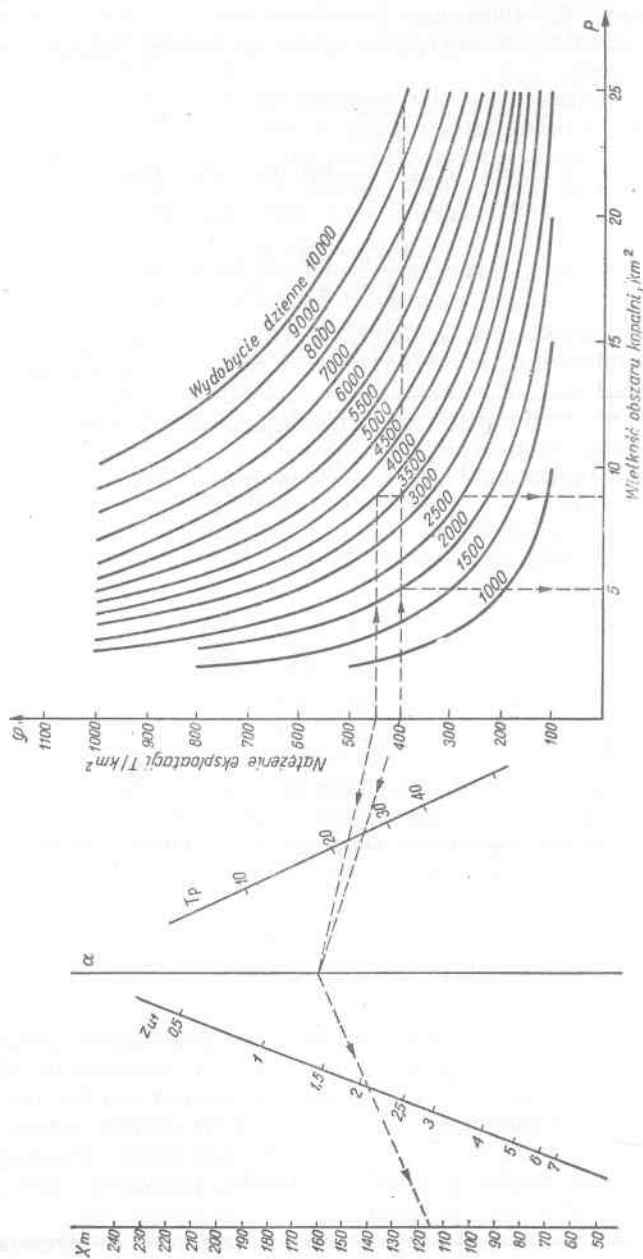
gdzie φ oznacza natężenie eksploatacji, T/km² dobę.

Opierając się na podanym wzorze opracowano, w oparciu o zasady budowania nomogramów tego typu (T. Heda, 1955), nomogram głównych parametrów poziomu (rys. 42).

Wyznaczanie wysokości poziomu metodą Szewiakowa

Szewiakow ustala wysokość poziomu na podstawie kryterium najniższych kosztów własnych. Dla kopalń o ustalonym wydobywaniu i ustalonym obszarze przyjmuje się szereg wariantów wysokości poziomu w odstępach co 25 m, a tym samym szereg wariantów zasobów poziomu. Dla każdego wariantu wylicza się wielkość kosztów, zależnych od wysokości poziomu, obciążających 1 T zasobów przemysłowych.

Do kosztów zależnych od wysokości poziomu x Szewiakow zalicza:



Rys. 42. Nomogram głównych parametrów poziomu

1. Wykonanie:
 - a. podszybi wraz z komorami,
 - b. przekopów i przecznic,
 - c. chodników podstawowych.
2. Utrzymanie pochylni polowych.
3. Transport:
 - a. węgla,
 - b. materiałów,
 - c. podsadzki.
4. Transport załogi.
5. Ciągnięcie szybem.
6. Odwadnianie.
7. Wentylację.

Wyliczone wartości kosztów jednostkowych przypadających na 1 T zaleca Szewiakow zestawiać w tablicy i na jej podstawie wykreślić krzywą zależności kosztów od wysokości poziomu w układzie: oś odciętych — wysokość poziomu, oś rzędnych — koszty w zł/T. Ponieważ przy zmiennej wysokości poziomu x część kosztów rośnie a część maleje, istnieje więc punkt dla optimum X , w którym suma wszystkich kosztów będzie najmniejsza. Temu to minimum odpowiada optymalna pod względem kosztów wysokość poziomu.

Wyznaczanie wysokości poziomu i odstepu przekopów polowych metodą Cloosa

E. Cloos (Bergbau-Archiv, 1947) opierając się na kryterium osiągnięcia najniższych kosztów własnych, obciążających 1 T węgla, podaje metodę obliczania optymalnej dla danych warunków geologicznych i ekonomicznych wysokości poziomu oraz odstepu przekopów polowych (drugi typ udostępnienia poziomu).

W warunkach naszego zagłębia węglowego, w którym pokłady zalegają często w postaci grup rozdzielonych grubymi warstwami skał płonnych, wysokość poziomów będzie narzucana warunkami geologicznymi zalegania pokładów; dotyczy to w pierwszym rzędzie pokładów słabo nachylonych. Mimo to jednak w wielu przypadkach zajdzie konieczność obliczenia wysokości poziomu i wtedy metoda E. Cloosa może oddać duże usługi. Należy wtedy szukać rozwiązania w drodze matematycznej, ustalając wysokość poziomów i odstepów między przekopami polowymi w zależności od minimum kosztów własnych 1 T wydobytego węgla. Matematyczny sposób obliczenia podany jest niżej, przy czym przeważnie posługujemy się wynikowymi wzorami po przeprowadzeniu odpowiednich uproszczeń i przeliczeń.

Zakładamy, że wszystkie elementy projektowe kopalni są znane z wyjątkiem wysokości poziomu x i odstępów między przekopami połowymi z .

Dla ustalonego obszaru kopalni $P \text{ km}^2$ oraz założonego natężenia eksploatacji $\varphi \text{ T/km}^2$ (ustalone wydobycie dobowe kopalni, zasoby oraz kształt i wymiary obszaru kopalni) układa się funkcję kosztów obciążających 1 T wydobycia, zależnych od odstępów przekopów połowych i wysokości poziomu oraz szuka minimum tej funkcji. Oznaczając część kosztów własnych zależnych od szukanych zmiennych przez y , funkcja przybierze ogólną postać

$$y = f(x, z) \quad (218)$$

Pochodne $f(x, z)$ będą miały maksimum lub minimum w takich punktach obszaru, w których

$$\frac{\partial y}{\partial x} = 0, \quad \frac{\partial y}{\partial z} = 0 \quad (219)$$

Aby równania te posiadały minimum, trzeba, aby drugie pochodne spełniały następujący warunek

$$\left[\frac{\partial^2 y}{\partial x^2} \cdot \frac{\partial^2 y}{\partial z^2} - \left(\frac{\partial y}{\partial x \cdot \partial z} \right)^2 \right] > 0$$

oraz

$$\frac{\partial^2 y}{\partial x^2} > 0$$

(220)

Funkcja $f(x, z)$ przedstawia sumę najważniejszych stanowisk kosztów własnych zależnych od szukanych zmiennych. Otóż stanowiska kosztów będą częściowo zależne, częściowo niezależne od obu lub od jednej z obu niewiadomych. Stanowiska kosztów niezależnych od obu zmiennych dają dla pierwszej pochodnej równanie (219) wartość równą zeru. Można je więc pominąć, co znacznie upraszcza dalsze obliczenia.

Należy więc przeanalizować stanowiska kosztów i ustalić ich zależność od x i z , po czym dla każdego stanowiska opracować wzór matematyczny. Z konieczności uwzględnione będą tylko najważniejsze stanowiska kosztów; jeżeli przy prowadzeniu analizy wystąpią specjalne stanowiska kosztów, mające wpływ na x , z , należy wprowadzić je dodatkowo do analizy.

Cloos w metodzie swojej uwzględnia grupy kosztów:

- koszty malejące ze wzrostem x i z ,
- koszty rosnące ze wzrostem x i z .

Do obliczenia tych kosztów podaje Cloos odpowiednie wzory (wyprowadzenie wzorów podano w przykładzie), nie uwzględnia natomiast kosztów przygotowania pól do wybierania, wychodząc z założenia, że przy przygotowaniu pola uzyskuje się poważne

ilości węgla, które w dużym stopniu pokrywają koszty wykonania tych wyrobisk. Nie uwzględnia również sposobu wybierania podając, że tylko w nielicznych przypadkach ma on wpływ na szukane wielkości x i z .

Sumując poszczególne stanowiska kosztów własnych tony węgla zależnych od x i z , otrzymuje się równanie o ogólnej postaci

$$y = \frac{A}{x} + \frac{x}{B} + \frac{C}{z} + \frac{z}{D} + \frac{E}{xz} + \frac{Fz}{x} \quad (221)$$

W równaniu tym poszczególne znaki $A, B, \dots, F$ oznaczają wartości określone wzorami, obejmującymi stanowiska kosztów zależnych od x i z . Do wyznaczenia równań według wzoru (219) należy znaleźć cząstkowe pochodne względem x i z i przyrównać je do 0.

$$\frac{\partial y}{\partial x} = -\frac{A}{x^2} + \frac{1}{B} - \frac{E}{x^2 z} - \frac{Fz}{x^2} = 0 \quad (222)$$

$$\frac{\partial y}{\partial z} = -\frac{C}{z^2} + \frac{1}{D} - \frac{E}{xz^2} - \frac{F}{x} = 0 \quad (223)$$

Mnożąc obydwa otrzymane równania przez Bx^2z i Dxz^2 , otrzymuje się następujące równania:

$$-ABz + x^2z - EB - FBz^2 = 0$$

$$-CDx + xz^2 - ED + FDz^2 = 0$$

skąd oblicza się

$$x_1 = \sqrt{\frac{FBz^2 + ABz + EB}{z}} \quad (224)$$

$$x_2 = \frac{ED - FDz^2}{z^2 - CD} \quad (225)$$

Eliminując w otrzymanym wzorze x , po przekształceniach otrzymuje się

$$(FBz^2 + ABz + EB) \cdot (z^2 - CD)^2 = (ED - FDz^2)^2 \cdot z$$

Jest to równanie 6 stopnia z jedną niewiadomą. Równanie 6 stopnia można rozwiązać jedynie metodą przybliżoną. Podstawiając w równaniach (224) i (225) dla x_1 i x_2 kolejne wartości z (od $z = \sqrt{CD}$), otrzymuje się dwie krzywe x_1 i x_2 , które naniesione na wykres o współrzędnych x i z przecinają się w pewnym punkcie, odpowiadającym optymalnej wielkości z_0 i x_0 .

Chcąc z kolei określić koszt 1 T węgla w zależności od zmiennej x i z , postępuje się podobnie, tzn. w równaniu

$$y = \frac{A}{x} + \frac{x}{B} + \frac{C}{z} + \frac{z}{D} + \frac{E}{xz} + \frac{Fz}{x}$$

podstawia się kolejno wartości x i z . Wyniki nanosi się na wykres przestrzenny w układzie x, y, z . Punkt przecięcia się tych dwu krzywych x_0, z_0 daje minimalny szukany koszt 1 T węgla y_0 (zależny od x i z).

Przykład obliczenia racjonalnej wysokości poziomu x oraz odstępu przekopów polowych z metodą Cloosa. Dane przyjęte do obliczenia wysokości poziomu oraz odstępu przekopów polowych metodą Cloosa:

Symbol	Znaczenie	Przyjęta wielkość
z_1	Zasobność węgla warstw karbińskich, %	4,24
m	Średnia grubość pokładów, m	1,4
γ	Ciężar objętościowy węgla, T/m ³	1,3
η_3	Straty eksploatacyjne, %	10,0
η_{3-3}	$(100 - \eta_3) : 100$	0,9
P	Powierzchnia obszaru górniczego, m ²	11 330 000
L	Długość pola górniczego, m	3650
Q	Szerokość pola górniczego, m	3100
e	Natężenie eksploatacyjne, T/m ² /dobę	0,000618
r_1	Koszty napraw szybów, zł/m/rok	600
B_1	Koszty stałe przygotowania poziomu, zł	6 000 000
g	Koszty prowadzenia przekopów, zł/m	3800
r_2	Koszty napraw przekopów, zł/m/rok	200
c_1	Współczynnik czasu trwania poziomu	0,66
$V'_{w'}$	Koszty napraw chodników na poziomie wentylacyjnym, zł/m/rok	90,0
n	Odstęp szybików, m	250
i	Koszty szybików, zł/m	7500
E_1	Koszty stałe urządzenia szybiku, zł	400 000
B_3	Współczynnik oznaczenia średniej głębokości szybiku	0,66
K_3	Średni czas trwania szybiku, lat	5
r_3	Koszty napraw szybików, zł/m/rok	250
V_3	Średni postęp wybierania ścian, m/mies	30
b_1	Wymiar ścian, m	120
s	Koszty utrzymania chodników, zł/m	30
f_1	Koszty przewozu w chodnikach, zł/Tkm	1,00
f_3	Koszty przewozu w szybikach, zł/Tkm	0,6
f_4	Koszty przewozu głównego, zł/Tkm	0,31
f_5	Koszty dodatkowego transportu szybowego, zł/Tkm	0,6
U_1	Stosunek procentowy transportu kamienia do transportu węgla	0,10
U_2	Stosunek procentowy transportu materiałów do transportu węgla	0,10
W_e	Ilość powietrza, m ³ /sek	109,0
$\eta_{w'}$	Współczynnik sprawności wentylatora	0,75
k_e	Cena energii elektrycznej, zł/kWh	0,28
W_a	Przypływ wody, m ³ /min	7,0
h_w	Koszt podnoszenia wody, zł/m ³ /100 m	0,3
W_d	Wydobycie dzienne, T/dz	7000

Stanowiska kosztów.

Udostępnienie złożeń. *Szyby*. Zgodnie z obowiązującymi przepisami złoża powinno być udostępnione co najmniej dwoma szymbami.

Lokalizacja szybu zależy od warunków topograficznych terenu, geologicznych i ruchowych; nie ma ona wpływu na koszty własne, zależne od x i z .

Złoża kopaliny użytecznej rzadko wychodzi na powierzchnię; przeważnie między powierzchnią terenu a złożem znajdują się warstwy nadkładowe, co zmusza do założenia poziomu wentylacyjnego. Koszt głębenia szybu do pierwszego poziomu wentylacyjnego obciąża równomiernie całe zasoby złoża i należy koszty te uznać jako niezależne od x i z .

Z kosztów szybów należy brać pod uwagę tylko te, które powstają przy głębeniu szybu między dwoma poziomami. Oznaczając przez a zł koszt 1 m szybu łącznie z montażem wszystkich potrzebnych w nich urządzeń, całkowite koszty szybu między dwoma poziomami określa wzór

$$a \cdot x \text{ zł}$$

Koszty te muszą się zamortyzować w czasie istnienia poziomu. Czas istnienia poziomu wyznacza się w zależności od zasobów węgla, znajdujących się na danym poziomie oraz wydobywania rocznego. Zasoby minerału między dwoma poziomami są funkcją x . Obliczając zasoby węgla przyjmuje się, że złoża jest równomiernie rozmieszczone na całym obszarze $P \text{ m}^2$, czyli że zasobność z_1 jest stała.

Zasoby minerału między dwoma poziomami wyniosą

$$\frac{z_1 \cdot x}{100} \cdot P \cdot \gamma$$

Przyjmując że straty eksploatacyjne wynoszą η_3 % i że

$$\frac{100 - \eta_3}{100} = \eta_{x3}$$

można obliczyć zasoby, które będą wydobyte między tymi poziomami

$$\frac{z_1 \cdot P \cdot \gamma \cdot \eta_{x3} \cdot x}{100} \quad T$$

Wysokość wydobywania jest zależna od wielkości obszaru kopalnianego; stosunek między wydobywaniem a wielkością obszaru kopalnianego oznaczono literą e $T/\text{m}^2/\text{dobę}$, której wartość ustala się na podstawie doświadczenia.

Roczne wydobycie z obszaru kopalnianego o powierzchni $P m^2$ wyniesie

$$300 \cdot P \cdot e \quad T/rok$$

Jeżeli zapas minerału między dwoma poziomami podzieli się przez roczne wydobycie, to otrzymuje się czas trwania poziomu w latach

$$\frac{z_1 \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot x}{30\,000 \cdot e} = K_1 \cdot x$$

Dzieląc koszt głębenia szybów między poziomami przez zasoby międzypoziomowe, otrzymuje się obciążenie tony węgla kosztami głębenia szybów dla danego poziomu

$$\frac{100 \cdot a \cdot x}{z_1 \cdot P \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot x} = \frac{100 \cdot a}{z_1 \cdot P \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3}}$$

Otrzymany wzór nie jest zależny od x , przeto zostaje pominięty w tej analizie.

Obciążenie minerału kosztami napraw szybu wyznacza się przez podzielenie sumy nakładów na naprawy szybu przez roczne wydobycie.

Jeśli się oznaczy przez r_1 średni koszt napraw 1 m/rok wszystkich szybów, to koszty roczne napraw szybów wyniosą $r_1 \cdot x$ zł, co przy rocznym wydobyciu $300 \cdot P \cdot e$ ton obciąży 1 T minerału

$$\frac{r_1 \cdot x}{300 \cdot P \cdot e} = \frac{600 x}{300 \cdot 7000} = \frac{x}{3500} \quad \text{zł/T/rok} \quad (226)$$

Roboty udostępniające na poziomie wydobywczym. Rodzaj udostępnienia poziomu zależy od geologicznych i ruchowych warunków. Autor tej metody uważa, że najekonomiczniejsze udostępnienie poziomu polega na prowadzeniu po rozciągłości głównych przekopów kierunkowych drażonych w skale płonnej w dwie strony ku przeciwnym skrzydłom kopalni. Z głównego przekopu kierunkowego, w pewnej od siebie odległości z , prowadzone są prostopadle do przekopu kierunkowego przekopy polowe, a w miejscu przecięcia się przekopu polowego z każdym pokładem drażone są chodniki podstawowe w węglu; przy pokładach poziomych lub słabo nachylonych otwiera się pokłady z przekopów szybikami.

Podszybie. Nakłady na wykonanie i wyposażenie podszybia, oznaczone przez B_1 , są stałe i niezależne od z . Obciążenie amortyzacją jednej tony zasobów na poziomie wynosi

$$\frac{100 \cdot B_1}{z_1 \cdot P \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot x} = \frac{10,68}{x} \quad \text{zł/T} \quad (227)$$

Koszty napraw oraz utrzymania podszybia i urządzeń z nim związanych nie odgrywają większej roli, a obciążenie 1 T węgla

powstające z tytułu tych kosztów nie jest zależne od x lub z , tego stanowiska kosztów w analizie nie uwzględniono.

Przekop kierunkowy i przekopy polowe. Przyjmuje się, że obszar kopalniany o powierzchni $P \text{ m}^2$, szerokości $Q \text{ m}$ i długości $L \text{ m}$, jest udostępniony po rozciągłości jednym przekopem kierunkowym. Przekopy polowe dzielą pole kopalniane na poszczególne pasy poprzeczne.

Przy tego rodzaju udostępnieniu powstanie na jednym poziomie $\frac{L}{z}$ przekopów polowych o łącznej długości $\frac{L}{z} Q$ metrów. Przekop kierunkowy jest niezależny od jednoskrzydłowego czy dwuskrzydłowego wybierania. Jeżeli przyjmie się, że koszty wykonania przekopu kierunkowego i przekopów polowych wynoszą $g \text{ zł/m}$, to koszty głównego udostępnienia poziomu wyniosą

$$\left(\frac{L}{z} \cdot Q + L - z \right) \cdot g \text{ zł}$$

Koszty te należy rozłożyć na zasoby węgla zalegające między dwoma poziomami

$$\frac{100 \cdot \left(\frac{L}{z} \cdot Q + L - z \right) \cdot g}{z_1 \cdot P \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot x} \text{ zł/T}$$

Jeżeli w tym wzorze podstawimy $L \cdot Q = P$, to otrzymuje się wzór

$$\left(\frac{100 \cdot g}{z_1 \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot x \cdot z} + \frac{100 \cdot g}{z_1 \cdot Q \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot x} - \frac{100 \cdot g \cdot z}{z_1 \cdot P \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot x} \right) \text{ zł/T}$$

Wstawiając do wzoru dla z_1 , γ , $\eta_{\lambda 3}$, Q , P i g ich wartości, otrzymamy

$$\frac{76\,612,9}{x \cdot z} + \frac{24,71}{x} - \frac{0,00676 \cdot z}{x} \text{ zł/T} \quad (228)$$

Czas trwania poziomu, jak to ustalono wyżej, wynosi $K_1 \cdot x$ przy czym $K_1 = \frac{z_1 \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3}}{30\,000 e}$; ponieważ czas trwania przekopów będzie

krótszy od czasu trwania poziomu, należy do obliczeń wprowadzić współczynnik zmniejszający przeciętny okres ich trwania. Wtedy czas trwania przekopów przyjmie postać

$$c_1 \cdot K_1 \cdot x$$

gdzie $c_1 < 1$.

Koszt naprawy przekopów wynosi r_2 zł/m/rok, a ich długość $\frac{L}{z} \cdot Q + L - z$, m.

Dzieląc koszty napraw przekopów w wysokości $\left(\frac{L}{z} \cdot Q + L - z\right) \cdot r_2 \cdot c_1 \cdot K_1 \cdot x$ przez zasoby poziomu oraz uwzględniając, że $L \cdot Q = P$, a $K_1 = \frac{z_1 \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3}}{30\,000 e}$, otrzymuje się

$$\frac{c_1 \cdot r_2}{300 \cdot e \cdot z} - \frac{c_1 \cdot r_2 \cdot z}{300 \cdot P \cdot e} + \frac{c_1 \cdot r_2}{300 \cdot Q \cdot e} \quad \text{zł/T}$$

Opuszczając ostatni wyraz jako niezależny od z lub x , otrzymuje się ostatecznie

$$\frac{c_1 \cdot r_2}{300 \cdot e \cdot z} - \frac{c_1 \cdot r_2 \cdot z}{300 \cdot P \cdot e} = \frac{711,97}{z} - \frac{z}{15\,909} \quad \text{zł/T} \quad (229)$$

Szybiki ślepe. Przy podkładach słabo nachylonych lub poziomych, oprócz udostępnienia poziomu w płaszczyźnie poziomej, trzeba często wykonywać połączenia pionowe. Wykonuje się je za pomocą ślepych szybików głębszych w określonych odstępach n od siebie.

W zależności od stosunków geologicznych wysokość szybików ślepych jest różna; można ją przyjąć średnio za ułamek wysokości poziomu $B_3 \cdot x$.

Średni czas trwania szybiku ślepego jest wielkością K_3 , zależną od x i z ; zależy ona również od szybkości oraz kolejności wybierania pokładów.

Łącznie ślepe szybiki będą więc miały wysokość

$$\frac{L \cdot Q \cdot B_3 \cdot x}{z \cdot n}$$

gdzie

$\frac{L}{z}$ — liczba przekopów połowych,

$\frac{Q}{n}$ — liczba szybików ślepych w 1 przekopie połowym.

Oznaczając koszty wykonania 1 m szybiku przez i zł/m, obciążenie zasobów poziomu oblicza się dzieląc wysokość szybików, pomnożoną przez i , przez zasoby poziomu

$$\frac{100 \cdot L \cdot Q \cdot B_3 \cdot x \cdot i}{z \cdot n \cdot z_1 \cdot P \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot x} = \frac{100 \cdot B_3 \cdot i}{n \cdot z_1 \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot z} = \frac{399,2}{z} \quad \text{zł/T} \quad (230)$$

Obok tych kosztów zmiennych, zależnych od wysokości ślepych szybków, istnieją koszty stałe ich urządzenia. Oznaczając przez E_1 zł, koszty przypadające na 1 szybik, sumę tych kosztów można wyrazić wzorem

$$E = E_1 \cdot \frac{L}{z} \cdot \frac{Q}{n} \text{ zł/poziom}$$

a obciążenie 1 T kosztami stałymi E wyniesie

$$\frac{100 \cdot E}{n \cdot z_1 \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot x \cdot z} = \frac{322,58}{z \cdot x} \text{ zł/T} \quad (231)$$

Jeżeli przyjmuje się, że średni koszt napraw szybków wynosi r_3 zł/m/rok, to koszty napraw ślepych szybków przy średnim czasie ich trwania K_3 obciążają wydobyty minerał

$$\frac{100 \cdot B_3 \cdot r_3 \cdot K_3}{n \cdot z_1 \cdot \gamma \cdot \eta_{\lambda 3} \cdot z} = \frac{66,53}{z} \text{ zł/T} \quad (232)$$

Przygotowanie poziomu do wybierania. Koszty drażenia chodników wybierkowych, przygotowujących poziom do wybierania, nie uwzględnia się w obliczeniach, gdyż nie zależą one w sposób poważniejszy od odstępów z przekopów polowych. Istnieje natomiast widoczny związek między wielkością z , czasem trwania chodników i kosztami ich utrzymania.

Chodniki wybierkowe muszą być bieżąco naprawiane. Koszty ich napraw stanowią dość poważne obciążenie, którego nie można pominąć. Cloos oblicza koszty utrzymania tych chodników, wychodząc z wzorów Koepfena.

Wzór dla kosztów utrzymania chodników wybierkowych ma końcową postać

$$U = k \cdot \frac{z}{m_1} + s \cdot \left(\frac{z_0^2}{2 m_1^2 \cdot V_3} - \frac{z}{2 m_1} \right) \text{ zł}$$

gdzie

k — koszt utrzymania chodników, podlegających wpływom wybierania, zł/m,

$m_1 = 1$ dla wybierania jednoskrzydłowego,

$m_1 = 2$ dla wybierania dwuskrzydłowego.

Aby móc te koszty przeliczyć na tonę minerału, zakłada się, że ściana ma długość b_1 metrów i grubość m metrów i że jedną ścianę obsługują dwa chodniki.

Zatem koszty utrzymania chodników wynoszą

$$\frac{2 U}{b_1 \cdot m \cdot \gamma \cdot \frac{z}{m_1}} \text{ zł/T}$$

Podstawiając w miejsce U wyliczoną poprzednio wartość, otrzymuje się

$$\frac{2k}{b_1 \cdot m \cdot \gamma} + \frac{s \cdot z}{m_1 \cdot V_s \cdot b_1 \cdot m \cdot \gamma} - \frac{1}{b_1 \cdot m \cdot \gamma} \quad \text{zł/T}$$

We wzorze tym pierwszy i ostatni wyraz są niezależne od x i z i dlatego w dalszych obliczeniach zostają one pominięte.

$$\frac{s \cdot z}{m_1 \cdot V_s \cdot b_1 \cdot m \cdot \gamma} = \frac{z}{218,4} \quad \text{zł/T} \quad (233)$$

Przewóz.

1. *Chodniki wybierkowe.* Przy koszcie przewozu 1 T w chodnikach wybierkowych równym f_1 zł/Tkm użyteczny i przy ich średniej długości $\frac{z}{2m_1}m$, obciążenie 1 T kosztami przewozu wynosi

$$\frac{f_1 \cdot z}{2000 m_1} \quad \text{zł/T} \quad (234)$$

2. *Szybiki ślepe.* Koszty przewozu szybikami ślepyimi zależą głównie od średniej wysokości przewozu, która jest funkcją x .

Wysokość tę można bez większego błędu przyjąć $\frac{x}{2}$ metrów. Przy

wydobyciu kłatkami lub skipami rozróżnia się dwa rodzaje kosztów: koszty stałe f_2 zł, niezależne od ilości i głębokości przewozu oraz koszty zmienne f_3 zł/Tkm użyteczny, zależne od dwóch wymienionych czynników. Chcąc obliczyć obciążenie 1 T minerału kosztami f_2 , należy podzielić f_2 przez średnie dzienne wydobycie szybiku.

Otrzymane wyrażenie nie jest zależne od x lub z i dlatego zostało pominięte.

Obciążenie przewozu kosztami f_3 jest zależne od x i przyjmując średnią wysokość przewozu w ślepyim szybiku $\frac{x}{2}$ metrów, wynosi ono

$$\frac{x \cdot f_3}{2000} \quad \text{zł/T} \quad (235)$$

3. *Przekopy.* Koszty przewozu w przekopach zależą od średniej odległości załadowni urobku od głównego szybu wyciągowego. Zakładając, że w obszarze kopalnianym o powierzchni P m², długość przekopów połowych wynosi Q m, przekopu kierunkowego

$(L - z)$ m a szyb wyciągowy znajduje się w środku obszaru, otrzymamy że średnia długość przewozu poziomem wynosi

$$\frac{Q + L - z}{4} \text{ m}$$

Jeśli oznaczy się koszt przewozu 1 Tkm w przekopach przez f_4 zł, to obciążenie minerału kosztami przewozu w przekopach wyniesie

$$\frac{(Q + L - z) \cdot f_4}{4000} \text{ zł/T}$$

Z wzoru na koszt przewozu uwzględnia się tylko człon zależny od z

$$\frac{f_4 \cdot z}{4000} \text{ zł/T} \quad (236)$$

4. *Szyb.* Podobnie jak w szybkach należy rozróżniać koszty zależne od głębokości i te, które nie są związane z głębokością szybu. Koszty ciągnięcia szybem p' zł/T w miarę zwiększania się głębokości szybu, rosną co 100 m o wartość p'' zł/T. Jeżeli oznaczy się koszty dodatkowe za podnoszenie minerału o 100 m przez f_5 zł/T, to koszty ciągnięcia szybem z głębokości x wzrosną o

$$\frac{f_5 \cdot x}{100} \text{ zł/T} \quad (237)$$

5. *Przewóz kamienia.* Koszt przewozu kamienia oblicza się w ten sposób, że mnoży się koszty transportu, wymienione w punktach a., b., c., d., przez procentowy stosunek przewożonego kamienia i minerału, który wynosi U_1 .

6. *Transport materiałów.* Koszt przewozu materiałów oblicza się w sposób podobny jak koszt transportu kamienia. Stosunek procentowy transportowanego materiału do urobku oznaczono przez U_2 .

Łączny koszt transportu urobku, materiałów oraz kamienia przy $m_1 = 2$ wynosi

$$\begin{aligned} \frac{f_1 \cdot z}{4000} + \frac{f_3 \cdot x}{2000} - \frac{f_4 \cdot z}{4000} + \frac{f_5 \cdot x}{100} \cdot (1 + U_1 + U_2) = \\ = \frac{z}{4830,9} + \frac{x}{132,3} \text{ zł/T} \end{aligned} \quad (238)$$

7. *Transport załogi.* Odległość pionowa poziomów nie ma wpływu na koszty zjazdu ludzi do kopalni. Wpłyne ona tylko w bardzo nieznacznym stopniu na czas jazdy w szybie.

W przekopach transport ludzi odbywa się przeważnie mechanicznie, a powstające z tego powodu wydatki są również praktycznie od x i z niezależne.

Odmienne przedstawia się sprawa transportu ludzi w chodnikach wybierkowych. W chodnikach tych nie ma zazwyczaj urządzeń do transportu ludzi, czas przejścia ludzi zaś zależy od zmiennej z . Przyjmując prędkość marszu $4 \text{ km/godz} = 66 \text{ m/min}$ oraz średnią płacę robotnika dołowego $90 \text{ zł/dn} = 0,1875 \text{ zł/min}$, koszt jednego metra drogi przebytej w chodniku wynosi $0,00284 \text{ zł}$.

W chodnikach wybierkowych załoga musi średnio przejść dwa razy w ciągu zmiany odległość $\frac{z}{2m_1}$ metrów; przyjmując średnią

wydajność oddziałową $p_0 = 2,50 \text{ T/rob.dn}$, oblicza się obciążenie węgla kosztami przejścia ludzi w chodnikach odbudowy

$$\frac{0,1875 \cdot z \cdot 2}{66 \cdot 2 \cdot m_1 \cdot p_0} = \frac{z}{1802,2} \text{ zł/T} \quad (239)$$

Przewietrzanie. Przy prawidłowym przewietrzaniu powstają dwa rodzaje kosztów:

1. koszty utrzymania chodników wentylacyjnych,
2. koszty ruchu powietrza.

Chodniki wentylacyjne znajdujące się poniżej poziomu wentylacyjnego są przeważnie przekopami bądź chodnikami przygotowawczymi. Koszty utrzymania ich i amortyzację uwzględniono przy obliczaniu robót udostępniających i przygotowawczych. Dla chodników poziomu wentylacyjnego nie należy brać pod uwagę kosztów ich drażenia, ponieważ zostały one przejęte z poprzedniego poziomu wydobywczego; należy natomiast wziąć pod uwagę koszty ich utrzymania. Są one znaczne, ponieważ chodniki te znajdują się w strefie naruszonej prowadzoną eksploatacją.

Długość chodników wentylacyjnych na poziomie wentylacyjnym odpowiada w przybliżeniu długości chodników na poziomie wydobywczym, tj. $\left(\frac{L}{z} \cdot Q + L - z\right)$ metrów. Czas ich trwania w stosunku do istnienia poziomu określa współczynnik c_1 . Sposób obliczania jest analogiczny do sposobu obliczania kosztów utrzymania przekopów z tym, że do wprowadzonych wzorów należy wprowadzić V_w — koszt naprawy i m/rok chodników wentylacyjnych.

Ostatecznie otrzyma się

$$\frac{V_w \cdot c_1}{300 \cdot e \cdot z} - \frac{V_w \cdot c_1 \cdot z}{300 \cdot P \cdot e} = \frac{320,4}{z} - \frac{z}{35,353} \text{ zł/T} \quad (240)$$

Koszty ruchu powietrza zależą bezpośrednio od głębokości poziomów oraz długości przekopów, ponieważ przy zwiększaniu długości konieczne jest zwiększenie depresji (przy tej samej ilości powietrza).

Można przyjąć, że dla doprowadzenia powietrza o 100 m niżej i odprowadzenia go z powrotem trzeba zwiększyć depresję o 10 mm sł. wody, co odpowiada 0,1 mm sł. wody na 1 m.

Niezależnie od depresji, koniecznej dla doprowadzenia i odprowadzenia powietrza szybem, trzeba jeszcze uwzględnić dodatkową depresję dla przeprowadzenia powietrza przez przekopy, ślepe szybiki, chodniki i ściany. Dla pokonania oporów tej drogi należy zwiększyć depresję.

Zwiększenie odstępów przekopów połowych również powiększa opory przepływu powietrza; także ruch naczyń wydobywczych w szybie stwarza dodatkowe opory. Po uwzględnieniu przytoczonych wyżej czynników, wpływających na powiększenie oporów przepływu powietrza, można depresję zależną od x i z wyrazić wzorem

$$0,1 \cdot \left(x + \frac{z}{2} \right) \text{ mm sł. wody}$$

Jeśli się oznaczy potrzebną ilość powietrza przez W_e m³/sek, sprawność wentylatora przez η_w , koszt 1 kWh przez k_e zł/kWh, to koszty ruchu powietrza, zależne od x i z obciążające minerał, przy wydobywaniu $P \cdot e$ /dz wyniosą

$$\frac{0,1 \cdot \left(x + \frac{z}{2} \right) \cdot W_e \cdot 24 \cdot k_e}{\eta_w \cdot P \cdot e \cdot 102} = \frac{x}{7264,76} + \frac{z}{14\,529,52} \text{ zł/T} \quad (241)$$

Odwadnianie. Im większa jest głębokość poziomów, tym większe są koszty odwadniania. Jeśli się oznaczy przez W_s m³/min ilość wypompowywanej wody z kopalni oraz przez h_w zł koszt pompowania 1 m³ wody na wysokość 100 m i uwzględni tylko koszty zależne od wysokości podnoszenia wody, otrzyma się koszt odwadniania poziomu zależny od wysokości i wielkości wydobywania $P \cdot e$

$$\frac{W_s \cdot 60 \cdot 24 \cdot h_w \cdot x}{100 \cdot P \cdot e} = \frac{x}{231,5} \text{ zł/T} \quad (242)$$

Obliczenie najkorzystniejszych wartości dla x i z .

W celu obliczenia elementów kosztów własnych tony węgla, zależnych od odległości poziomów x i odstępu przekopów połowych z , należy wziąć pod uwagę wszystkie stanowiska kosztów

podane we wzorach (226), (227), (228), (229), (230), (231), (232), (233), (234), (235), (236), (237), (238), (239), (240), (241), (242). Po zsumowaniu ich i uproszczeniach otrzymuje się równanie

$$y = \frac{35,4}{x} + \frac{x}{81,3} + \frac{1498}{z} + \frac{z}{187,7} + \frac{108\,871}{x \cdot z} - \frac{0,00676\,z}{x} \quad \text{zl/T} \quad (243)$$

Oznaczając:

$$\begin{array}{ll} A = 35,4 & D = 187,7 \\ B = 81,3 & E = 108\,871 \\ C = 1498 & F = 0,00676 \end{array}$$

oblicza się wartości x_1 i x_2 ze wzorów (224) i (225)

$$x_1 = \sqrt{\frac{FBz^3 + ABz + EB}{z}}$$

$$x_2 = \frac{ED - FDz^2}{z^2 - CD}$$

gdzie

$$\begin{array}{ll} FB = -0,549 & ED = 20\,435\,087 \\ AB = 2878,0 & FD = -1,268 \\ EB = 8\,851\,212,3 & CD = 281\,175 \end{array}$$

Po podstawieniu otrzymuje się

$$x_1 = \sqrt{\frac{-0,549 \cdot z^2 + 2878 \cdot z + 8\,851\,212,3}{z}}$$

$$x_2 = \frac{20\,435\,087 + 1,268 \cdot z^2}{z^2 - 281\,175}$$

Powyższe równania zawierają niewiadome x i z ; rozwiązuje się je metodą kolejnych przybliżeń.

Tablica 22 podaje wartości dla x_1 i x_2 w zależności od przyjętych wartości z . Wartości te naniesione na wykres (rys. 43) dają rozwiązanie.

Tablica 22

Wartości dla x_1 i x_2 w zależności od przyjętych wartości z

z	500	600	700	800
x_1	136,6	131,6	123,01	116,3
x_2	976,3	265,05	100,8	59,2

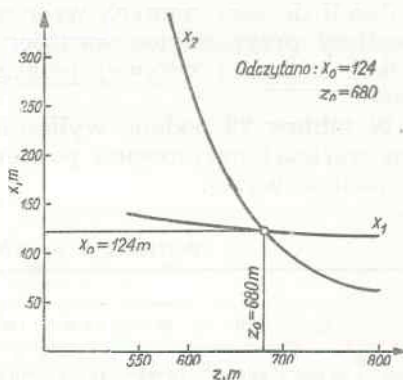
Przy $z_0 = 680$, $x_1 = x_2 = 124$. Dla przyjętych danych do obliczeń optymalna wysokość poziomu wynosi 124 m, odstęp przekopów zaś 680 m.

Równanie

$$y = \frac{35,4}{x} + \frac{x}{81,3} + \frac{1498}{z} + \frac{z}{187,7} + \frac{108\,871}{x \cdot z} - \frac{0,00676 z}{x}$$

zawiera niewiadome x , y i z . Przedstawia ono, jak wiadomo, powierzchnię bryły. Aby można było narysować bryłę, należy znaleźć różne linie przecięcia płaszczyzn i nanieść je na układ prostokątny.

Rys. 43. Graficzne rozwiązanie funkcji $z = f(x_1; x_2)$



Jeżeli się wstawi do podanego wyżej równania wartości z stale wzrastające, powstaną za każdym razem nowe równania o dwóch niewiadomych, które przedstawiają krzywe przecięcia. Przez podstawienie różnych wartości dla z można wyliczyć następujące krzywe:

$$z = 200, \quad y = \frac{578,4}{x} + \frac{x}{81,3} + 7,56$$

$$z = 400, \quad y = \frac{304,87}{x} + \frac{x}{81,3} + 5,88$$

$$z = 500, \quad y = \frac{249,76}{x} + \frac{x}{81,3} + 5,65$$

$$z = 600, \quad y = \frac{212,79}{x} + \frac{x}{81,3} + 5,68$$

$$z = 680, \quad y = \frac{190,907}{x} + \frac{x}{81,2} + 5,826$$

$$z = 700, \quad y = \frac{186}{x} + \frac{x}{81,3} + 5,87$$

$$z = 800, \quad y = \frac{166,08}{x} + \frac{x}{81,3} + 6,13$$

$$z = 900, \quad y = \frac{150,28}{x} + \frac{x}{81,3} + 6,44$$

$$z = 1000, \quad y = \frac{137,51}{x} + \frac{x}{81,3} + 6,83$$

Jeżeli do otrzymanych wzorów podstawimy różne wartości x i wyliczy przypadające wartości y , to otrzyma się poszczególne punkty szukanej krzywej przecięcia, a tym samym i powierzchnie.

W tablicy 23 podano wyliczone wartości dla y . Na podstawie tych wartości narysowano powierzchnię, (rys. 44) której równanie podano wyżej.

Tablica 23

Wartości y w zależności od x i z

z	x									
	20	60	80	100	120	124	140	160	200	300
200	36 946	17 938	15 774	14 574	13 856	13 750	13 413	13 143	12 912	13 178
400	21 370	11 699	10 675	10 159	9 864	9 864	9 780	9 753	9 864	10 586
500	18 384	10 551	9 756	9 378	9 189	9 189	9 156	9 179	9 359	10 173
600	16 566	9 965	9 324	9 038	8 921	8 921	8 924	8 978	9 204	10 079
680	15 617	9 746	9 196	8 965	8 891	8 891	8 912	8 987	9 241	10 150
700	15 416	9 703	9 179	8 960	8 895	8 895	8 922	9 001	9 260	10 180
800	14 680	9 636	9 190	9 021	8 989	8 989	9 038	9 136	9 420	10 374
900	13 200	9 693	9 303	9 373	9 177	9 177	9 235	9 347	9 651	10 631
1000	13 931	9 859	9 533	9 435	9 464	9 464	9 534	9 657	9 978	11 004

Na rys. 44 widoczna jest zależność kosztów własnych od odległości przekopów polowych i wysokości poziomów. Ponadto widzimy, że w pobliżu wyznaczonego minimum, koszty własne przy powiększaniu lub pomniejszaniu odstępów przekopów i wysokości poziomu zmieniają się nieznacznie.

Przyjęta długość obszaru górniczego wynosi 3650 m, wobec czego obliczone odstęp między przekopami dadzą nierówny podział obszaru przekopami polowymi.

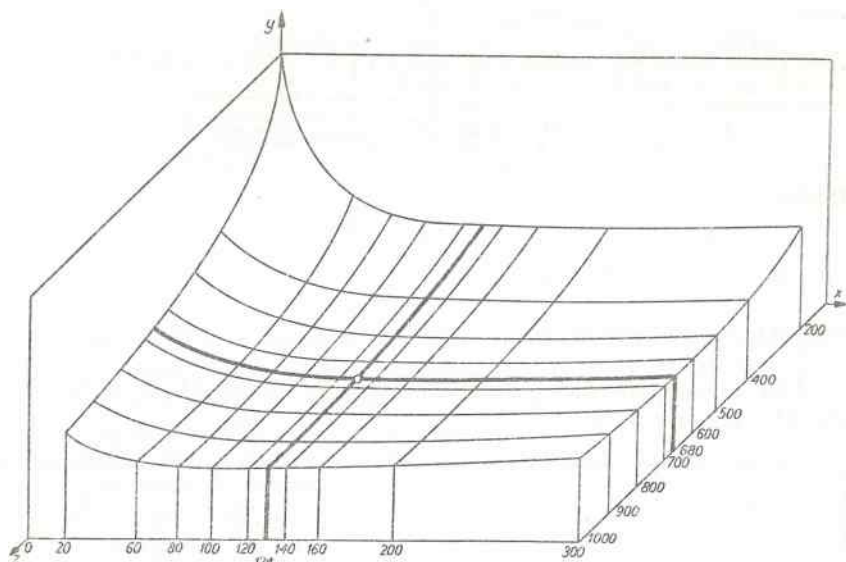
Aby tego uniknąć, należy dla odstępów między przekopami polowymi przyjąć

$$z = 3650 : 5 = 730 \text{ m}$$

Czas istnienia poziomu wynosi

$$\frac{z_1 \cdot \gamma \cdot \eta_{1,3} \cdot x}{30\,000 \cdot e} = 33 \text{ lat} \quad (244)$$

Z wykresu (rys. 44) i tablicy 23) można odczytać, że różnica kosztów własnych kopalni eksploatującej złożę o danej zasobności jest przy zmianie odległości poziomów (x) i odległości między przekopami połowymi (z) nieznaczna w pewnym przedziale w pobliżu minimum kosztów i że stosunkowo znacznym przyrostem x lub z odpowiadają małe przyrosty kosztów y .



Rys. 44. Koszty własne przedstawione w zależności od x oraz z

Przyjmując że wielkość dopuszczalnych nadpłat nie przekracza 5%, otrzymamy zakres wartości y mieszczący się dla podanego wyżej przykładu w granicach 8,89 do 9,34 zł/T wydobycia.

Wartości te wstawione do równania $y = f(x, z)$ określa krzywa, dla której koszty zależne od x i z będą do 5% wyższe od minimalnych

$$\begin{aligned} 9,34 = & \frac{35,4}{x} + \frac{x}{81,3} + \frac{1498}{z} + \frac{z}{187,7} + \\ & + \frac{108\,871}{xz} - \frac{0,00676\,z}{x} \end{aligned} \quad (245)$$

Jest to równanie krzywej zamkniętej 3 stopnia. Mnożąc równanie to obustronnie przez x , otrzymamy równanie kwadratowe ze względu na x

$$9,34x = 35,4 + \frac{x^2}{81,3} + \frac{1498x}{z} + \frac{xz}{187,7} + \frac{108871}{z} - 0,00676z$$

$$\frac{1}{81,3} \cdot x^2 + \left(\frac{1498}{z} + \frac{z}{187,7} - 9,34 \right) \cdot x +$$

$$+ \frac{108871}{z} - 0,00676z + 35,4 = 0$$

stąd

$$\Delta = \left(\frac{1498}{z} + \frac{z}{187,7} - 9,34 \right)^2 - \frac{1}{81,3} \cdot \left(\frac{108871}{z} - 0,00676z + 35,4 \right)$$

$$x_1 = \frac{-b - \sqrt{\Delta}}{2a} \quad x_2 = \frac{-b + \sqrt{\Delta}}{2a}$$

gdzie

$$a = \frac{1}{81,3} = 0,0124 \quad b = \frac{1498}{z} + \frac{z}{187,7} - 9,34$$

Przez podstawienie różnych wartości za z obliczymy wartości dla x i w ten sposób wykreślimy krzywą w układzie współrzędnych $x - z$.

Dla podanych wyżej warunków oraz $y = 9,34$ zł obliczymy punkty podane w tablicy 24.

Tablica 24

z	b	Δ	x_1	x_2
$z = 500$ m	-3,69	1,35	104,0	204
$z = 600$ m	-3,66	3,00	80,5	224
$z = 680$ m	-3,54	2,80	78,0	217
$z = 750$ m	-3,36	2,70	71,5	208
$z = 900$ m	-2,87	1,00	78,0	161

Otrzymane wyniki naniesiono na rys. 45. Przy $y = 8,89$ zł/T do 9,34 zł/T obszar zmienności zawiera się w granicach:

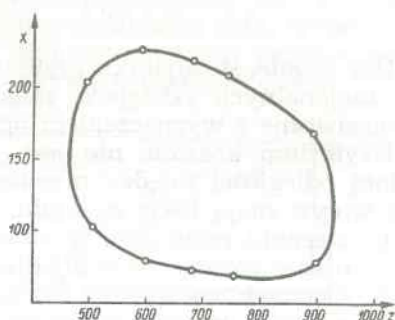
$$71,5 \leq x \leq 224$$

$$500 \leq z \leq 900$$

Otrzymane wyniki potwierdzają, że nawet znaczne odchylenia wartości x i z od optymalnych, spowodowane np. zaburzeniami geologicznymi lub względami technicznymi, nie wywołują poważniejszego wzrostu kosztów własnych wydobycia węgla.

Powyższe obliczenia dają odpowiedź na pytania, jaka powinna być dla odpowiednich warunków geologiczno-górnicznych racjonalna wysokość poziomu oraz odległość między przekopami połowymi. Rozwiązano zatem równanie o dwóch zmiennych. Ze względu na różnorodność wykształcenia warstw karbońskich w Zagłębiu Górnośląskim można stosować metodę Cloosa w odniednieniu dla jednej zmiennej. Czynimy to w ten sposób, że wysokość poziomu x wyznaczamy na podstawie wykresu głębiny zasobów, a odległość między przekopami połowymi na podstawie funkcji kosztów.

Rys. 45. Obszar zmienności x , z w granicach dopuszczalnej nadpłaty 5%



Dla określenia wysokości poziomu posługujemy się głębinywym wykresem zasobów, który wykonany jest na podstawie planów warstwicowych poszczególnych pokładów.

Tok postępowania jest następujący:

1. ustala się wielkość wydobycia dziennego z poziomu oraz czas trwania poziomu,
2. wyznacza się zasoby przemysłowe netto z wzoru $Z_{pn} = 300 \cdot W_d \cdot T_p$,
3. odcina się na osi odciętych głębinywego wykresu zasobów wielkości odpowiadające $x_1, x_2 \dots x_n$.

W drugim etapie ustala się optymalną odległość między przekopami połowymi stosując kryterium minimum kosztów. Czynimy to w sposób podobny, jak w opisanym wyżej przykładzie dla dwóch zmiennych, z tym że za x wstawiamy wartość otrzymaną z wykresu głębiny zasobów, czyli $x = \text{const}$.

W ten sposób funkcja przybiera następującą postać

$$y = f(z) \quad (246)$$

minimum przy założeniu jej ciągłości określa pochodna

$$\frac{dy}{dz} = 0 \quad (247)$$

Po zsumowaniu poszczególnych stanowisk kosztów zależnych od z oraz oznaczeniu literowym wartości liczbowych otrzymuje się

$$y = f(z) = \frac{A}{z} + Ez \quad (248)$$

$$\frac{dy}{dz} = -\frac{A}{z^2} + B = 0 \quad (249)$$

$$z = \pm \sqrt{\frac{A}{B}} \quad (250)$$

Dla kopalń stosujących systemy ścianowe podłużne wyznaczenie racjonalnych odstępów między przekopami połowymi jest równoznaczne z wyznaczeniem optymalnego wybiegu ścian.

Kryterium kosztów nie jest jedynym przy określaniu optymalnej odległości między przekopami połowymi. Przede wszystkim wpływ mają takie czynniki, jak:

1. warunki naturalne, tj. zwięźłość skał towarzyszących i ciśnienie górotworu w chodnikach ścianowych,
2. kierunek wybierania *do pola*, przy którym odległości pomiędzy przekopami połowymi powinny być krótsze, czy też kierunek *od pola*, przy którym odległości te mogą być dłuższe,
3. sposób prowadzenia odbudowy, jedno lub dwu skrzydłowy,
4. rodzaj stosowanej obudowy,
5. postęp frontu roboczego.

Wielkość z (lub optymalnego wybiegu ścian) nie można uznać za wartość stale obowiązującą, bowiem szereg wzorów uwzględnia parametry, których wartość zależna jest od postępu technicznego i dlatego w miarę postępu technicznego z musi być odpowiednio aktualizowane.

Na przestrzeni ostatnich 20 lat obserwuje się, że uważane początkowo za maksymalne wybiegi (lub odległości między przekopami) równe $300 \div 450$ m znacznie zwiększają się w miarę postępu technicznego i obecnie dochodzą do $1500 \div 2000$ m; wysokość poziomów dla zasobności i warunków techniczno-ekonomicznych Zagłębia Górnośląskiego obecnie waha się w przedziale 80 do 180 m.

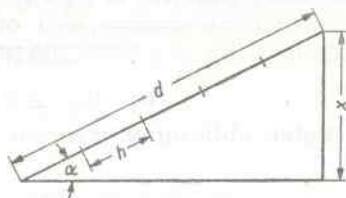
22. Projektowanie długości pochyłej piętra

Piętro jest to część poziomu oddzielona w każdym pokładzie chodnikami piętrowymi prowadzonymi po rozciągłości.

Dolny chodnik piętrowy jest zwykle transportowym, a górny wentylacyjnym. Odległość mierzona po nachyleniu pomiędzy chodnikami piętrowymi nazywa się długością pochyłą piętra, a odległość mierzona wzdłuż osi pionowej wysokością piętra.

Uwzględniając że długość pochyłą poziomu d ($d = \frac{x}{\sin \alpha}$) (rys. 46) waha się w zależności od kąta nachylenia pokładów w dużym przedziale (dla pokładów o małym nachyleniu 5 do 10° $d = 500$ do 1500 m), równoczesne wybieranie pokładów na całej długości d staje się z wielu względów niedogodne (odstawa urobku, ruch ludzi, utrzymanie stropu i chodników itd.), wobec czego zachodzi konieczność podziału długości pochyłej poziomu d na pewną ilość pięter o długości pochyłej h (patrz rys. 46).

Rys. 46. Elementy poziomu piętra



Długość pochyłą piętra h zależna jest od warunków naturalnych zalegania złoża (np.: grubość pokładów, nachylenie, wytrzymałość skał stropowych i spągowych, samozapalność i gazonośność, skłonność do tąpnięć) oraz technicznego sposobu prowadzenia eksploatacji (systemy wybierania, stopień mechanizacji robót itd.).

Niżej podano analizę długości pochyłej piętra przyjmując za podstawę kryterium:

1. wielkości wydobywania,
2. samozapalności węgla,
3. mechaniki górotworu.

Określenie długości pochyłej piętra ze względu na wydobywanie

Między długością pochyłą piętra h , a wydobywaniem dobowym kopalni W_d istnieje pewna zależność (przy założeniu, że wydobywanie skoncentrowane jest w jednym piętrze).

Prowadząc eksploatację pokładów zalegających mniej więcej równomiernie, można przyjąć, że obszar eksploatacyjny kształtem zbliżony jest do prostokąta. Gdy eksploatacja prowadzona jest w jednym skrzydle, a średni postęp roczny frontu całkowitego

tego wynosi L m, powierzchnia wyeksploatowanego w ciągu doby obszaru wynosi

$$h \cdot L \text{ m}^2$$

a po uwzględnieniu średnich wydajności 1 m^2 pokładu w tonach p oraz współczynnika strat

$$\eta_h = \eta_3 \cdot \eta_4$$

otrzymamy

$$300 W_d = h \cdot L \cdot \eta_h \cdot p$$

Gdy na obszarze $h \cdot L$ zalega grupa pokładów i ich wydajność sumaryczna z 1 m^2 wynosi Σp , współczynnik równoczesnego wybierania pokładów n_e , a ilość skrzydeł n_k , to roczne wydobywanie z 1 piętra określi wzór

$$300 \cdot W_d = n_k \cdot n_e \cdot \Sigma p \cdot \eta_h \cdot L \cdot h$$

stąd

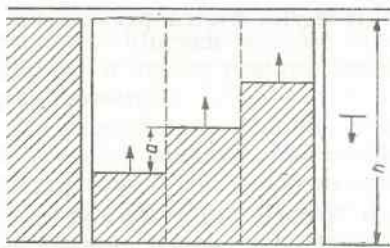
$$h = \frac{300 W_d}{n_k \cdot n_e \cdot \Sigma p \cdot \eta_h \cdot L} \text{ m} \quad (251)$$

Ilość pięter obliczamy wzorem

$$n_p = \frac{d}{h} \quad (252)$$

przy czym n musi być zawsze liczbą całkowitą.

Podany wyżej wzór (251) dotyczy eksploatacji prowadzonej systemem ścianowym podłużnym. Natomiast w przypadku, gdy pokłady wybierane są systemem ścianowym poprzecznym, ilość ścian możliwych do rozmieszczenia na długości pochyłej piętra



Rys. 47. Długość pochyła piętra przy systemie ścianowym poprzecznym

zależać będzie od wzajemnej odległości poszczególnych ścian wzdłuż nachylenia (rys. 47). Wtedy ilość ścian możliwych do rozmieszczenia w jednym skrzydle piętra wyniesie

$$h_s = \frac{h}{a} \quad (253)$$

gdzie a oznacza wyprzedzenie ściany, m.

Wzór (251) dla systemu ścianowego poprzecznego przybierze postać

$$h = \frac{300 \cdot W_d \cdot a}{n_e \cdot n_k \cdot b \cdot L \cdot \sum p \cdot r_{th}} \quad \text{m} \quad (254)$$

gdzie b oznacza długość ściany.

Na długość ściany b wpływają następujące czynniki:

1. zdolność transportowa urządzeń odstawczych,
2. mechanizacja,
3. organizacja pracy.

W ścianach słabo nachylonych stosuje się najczęściej przenośniki o wydajności do ~ 120 T/godz. Przy założeniu, że praca w ścianie jest dobrze zorganizowana, a współczynnik nierównomierności ruchu wynosi 1,65 do 1,70, można wyprowadzić empiryczny wzór, uzależniający długość ściany b od grubości pokładu m

$$b = \frac{277}{m}$$

Stąd dla różnych grubości pokładów otrzymamy:

m	b
1	277 m
1,5	180 m
2,0	140 m
2,5	111 m
3,0	93 m
3,5	79 m
4,0	69 m

Zatem możemy orientacyjnie przyjąć, że długość ścian b mieścić się będzie dla poszczególnych grup pokładów w następujących granicach:

pokłady cienkie (do 1,5 m)	$180 \text{ m} < b \leq 240 \text{ m}$
pokłady średnie (1,5 ÷ 3,5 m)	$100 \text{ m} < b \leq 180 \text{ m}$
pokłady grube ($> 3,5$ m)	$60 \text{ m} < b \leq 100 \text{ m}$

Wprowadzenie do eksploatacji maszyn o dużych wydajnościach (maszyny o dużych wymiarach) wiąże się z przejściem na systemy ciągłego urabiania (skrawanie, kombajny Anderton), co wymaga długich ścian. W przypadku stosowania wrębiarek można przyjąć dla ścian:

w węglach twardych	$b = 100 \text{ do } 120 \text{ m}$
w węglach miękkich	$b = 170 \text{ do } 200 \text{ m}$

W uzupełnieniu do wyżej podanych obliczeń należy dodać, że przy określeniu długości pochyłej piętra uwzględniono obok długości frontu czynnego, front rezerwowy w podanej wartości L .

Przy eksploatacji systemami zabierkowymi (rys. 48) ilość zabierek w jednym pokładzie obliczamy z wzoru

$$u = \frac{W_d}{w} \cdot k \cdot (1 - r_d) \quad (255)$$

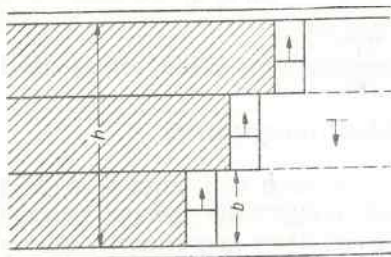
gdzie

W_d — wydobywanie dobowe z pokładu,

w — wydobywanie z jednej zabierki w jednostce czasu,

k — współczynnik uwzględniający wymaganą rezerwę frontu,

r_d — stosunek procentowy wydobywania z chodników wybierkowych do całkowitego wydobywania z pokładu.



Rys. 48. Długość pochyła piętra przy systemie zabierkowym podłużnym

Przy równoczesnej eksploatacji w n skrzydłach ilość zabierek w każdym z nich wyniesie

$$i = k \cdot \frac{W_d}{w \cdot n} \cdot (1 - r_d)$$

stąd przy systemach podłużnych (patrz rys. 51)

$$h = i \cdot b + f \quad (256)$$

gdzie

b — długość zabierki,

f — szerokość pozostawionego filaru oporowego,

a przy systemach poprzecznych

$$h = i \cdot a + f \quad (257)$$

gdzie a oznacza wyprzedzenie zabierek.

Jak już wyżej wspomniano, za pomocą podanych wzorów oblicza się długość pochyłą piętra w przypadku eksploatacji jednego pokładu.

Jeżeli w piętrze znajduje się kilka pokładów wskazana jest ich równoczesna eksploatacja, a udział poszczególnych pokładów

w wydobyćiu powinien być proporcjonalny do grubości poszczególnych pokładów

$$m_1 : m_2 : m_3 : m_n = W_{d1} : W_{d2} : W_{d3} : W_{dn}$$

gdzie

$m_1 \dots m_n$ — grubość poszczególnych pokładów,

$W_{d1} \dots W_{dn}$ — wydobyćcie dzienne z poszczególnych pokładów.

Przy takim założeniu otrzymuje się różne długości pochyłe piętra w każdym pokładzie, wtedy za zasadę należy przyjąć, że długość pochyła piętra powinna być równa największej długości pochyłej piętra z ustalonych dla poszczególnych pokładów.

Długość pochyła piętra a samozapalność węgla i pożary

W warunkach eksploatacji pokładów skłonnych do samozapalenia (w Zagłębiu Górnośląskim głównie pokłady rudzkie i siodłowe) odpowiednie rozcięcie złoża ma szczególne znaczenie.

Dotyczy to zarówno prowadzenia robót przygotowawczych, jak i eksploatacyjnych.

Stwierdzono, że zaognienie pól w pokładach skłonnych do samozapalenia następuje przeciętnie po 6 do 12 miesiącach, po rozpoczęciu w nich robót; stąd nasuwa się wniosek, że właściwy dobór wymiarów pól i możliwie jak najszybsze ich wybieranie (najwyżej 12 mies.) może ograniczyć znacznie ilość pożarów i zasięg wyrządzonych przez nie szkód. Dlatego długość pochyła piętra przy eksploatacji ścianami poprzecznymi jest ograniczona podanym czasem eksploatacji, gdyż przy przyjętej długości ścian tylko ta długość decyduje o wielkości pola wybierania. Przyjmując średni zredukowany postęp ścian poprzecznych $L = 0,8$ do $1,0$ m/dobę, otrzymamy na podstawie przyjętych założeń, że długość pochyła piętra wynosi

$$h \leq L \cdot T$$

$$h = 120 - 300 \text{ m}$$

$$h_{sr} = 250 \text{ m}$$

gdzie $T = 6$ do 12 miesięcy (rok = 300 dni roboczych).

Długość pochyła piętra a mechanika górotworu

Wybór kierunku eksploatacji ma również związek z długością pochyłą piętra.

Dla warunków panujących w Zagłębiu Górnośląskim przy wybieraniu grubych pokładów najczęściej stosuje się ogólny kierunek eksploatacji z dołu do góry, a towarzyszące temu kierunkowi zjawiska niekorzystne w dużej mierze eliminuje się przez stosowanie podsadzki płynnej.

Niewłaściwie dobrana długość pochyła piętra, szczególnie w pokładach wybieranych warstwami, może powodować gwałtowne łamanie się stropu zamiast osiadania na podsadźce.

Analiza ekonomiczna długości pochyłej piętra h dla systemów wybierania ścianami poprzecznymi

Określenie optymalnej długości pochyłej piętra w sposób ogólny nie jest możliwe ze względu na dużą ilość wariantów oraz odmian systemów wybierania. Wielkość tę można natomiast ustalić dla określonego systemu wybierania, a otrzymane wyniki stosować z pewnym przybliżeniem do różnych odmian danego systemu.

Dla przykładu niżej podano wyniki otrzymane z przeprowadzonej analizy ekonomicznej długości pochyłej piętra w przypadku eksploatacji pokładów grubych:

1. na całą grubość pokładu,
2. warstwami,

wychodząc ze stanowiska kosztów zależnych od długości pochyłej piętra h oraz odległości między pochylniami po rozciągłości x (wielkość tę omawia się dalej).

W tym celu dla określonych warunków naturalnych zalegania pokładu oraz technicznych sposobów eksploatacji przeprowadzono dla obu wymienionych wariantów analizę następujących stanowisk kosztów:

1. utrzymania wyrobisk przygotowawczych,
2. drażenia wyrobisk przygotowawczych,
3. odstawy i transportu,
4. wyposażenia i obudowy,
5. eksploatacji.

Zadanie sprowadza się więc do rozwiązywania funkcji:

$$y = f(x, h)$$

Za pomocą odpowiednich wzorów rozwiązując tę funkcję i dla założonych warunków otrzymujemy następujące wartości x i h .

- a. przy eksploatacji na całą grubość pokładu

$$150 \text{ m} \leq h \leq H \text{ poziomu}$$

$$300 \text{ m} \leq x \leq 600 \text{ m}$$

przy czym za optymalne należy uważać wartości:

$$400 \text{ m} \leq h_0 \leq 550 \text{ m}$$

$$600 \text{ m} \leq x_0 \leq 1000 \text{ m}$$

b. przy eksploatacji pokładu warstwami:

$$120 \text{ m} \leq h \leq H \text{ poziomu,}$$

$$200 \text{ m} \leq x \leq 550 \text{ m}$$

przy czym za optymalne należy uważać wartości leżące w przedziale

$$260 \text{ m} \leq h \leq 300 \text{ m}$$

$$300 \text{ m} \leq x \leq 360 \text{ m}$$

Wnioski końcowe

1. Optymalna długość pochyła piętra zależna jest od szeregu czynników, a między innymi od z góry przyjętych przy określaniu optymalnej wielkości kopalni. Dotyczy to nieraz np. wydobywania z poziomu, wysokości poziomu itp.

2. Słuszna jest tendencja do obniżenia długości pochyłej piętra, zwłaszcza przy eksploatacji grubych pokładów skłonnych do samozapalenia.

3. Wielkość h kształtuje się przy wybieraniu

a. pokładów nie skłonnych do samozapalenia wybieranych na całą grubość

$$h = 400 \div 500 \text{ m}$$

b. pokładów nie skłonnych do samozapalenia wybieranych warstwami

$$h = 250 \div 300 \text{ m}$$

c. pokładów wybieranych warstwami skłonnych do samozapalenia zwłaszcza przy stropach słabych

$$h = 150 \div 250 \text{ m}$$

23. Projektowanie wielkości pól wybierania (według Szewiakowa)

Piętra lub podpiętra dzieli się po rozciągłości na pola wybierania. Należy określić wymiary pola, tzn. długości pola po rozciągłości i po nachyleniu. Pole jest obsługiwane własną pochylnią lub zsuwnią, przy czym długość pola po rozciągłości stanowi odległość między dwiema sąsiednimi pochylniami.

W miarę zwiększania długości chodników pośrednich koszt transportu, jak i koszty utrzymania tych chodników wzrastają

i osiągają taką wartość obciążającą każdą tonę węgla, że korzystniejsze jest wykonanie nowej pochylni, co pozwala na utrzymanie racjonalnej długości chodników pośrednich.

Długość pola po nachyleniu jest równa długości pochyłej piętra lub podpiętra; należy ją uważać za wartość stałą (dla danych warunków wyznaczoną jednoznacznie). Zagadnienie sprowadza się więc do określenia najkorzystniejszej długości pola po rozciągłości.

Długość pola wybierania po rozciągłości x_1 wyznacza się na podstawie minimum sumy kosztów wszystkich stanowisk robót w polu, które zależą od długości pola po rozciągłości x_1 i obciążają każdą tonę wydobywania. Długość pola po rozciągłości zależy od kosztów:

wykonania pochylni zbiorczych,
utrzymania chodników pośrednich,
transportu w chodnikach pośrednich,
postępu robót wybierania i przygotowawczych oraz przyjętego systemu eksploatacji.

Tok postępowania jest następujący:

dla wyżej wymienionych stanowisk kosztów układa się wzory, po czym sumuje się je i dzieli przez zasoby,
dla otrzymanej funkcji szuka się minimum, które odpowiada optymalnej długości pola x_0 .

Zadanie to rozwiązać można metodą analityczną lub graficzną.

Metoda analityczna.

Stanowiska kosztów

1. Koszt drążenia pochylni K_p ,
2. Koszt utrzymania chodników pośrednich

$$K_u = \frac{\sum r_1 \cdot x_1^2}{2L} + \sum r_2 \cdot x_1$$

gdzie

r_1 — koszt utrzymania wyrobiska w okresie eksploatacji w strefie l_1 (rys. 49) rbl/m/rok,

r_2 — koszt utrzymania wyrobiska w okresie eksploatacji w strefie l_2 i l_3 rbl/m/rok,

L — roczny postęp chodników pośrednich, m.

Wzór otrzymuje się z następujących przekształceń:

$$\frac{r \cdot l \cdot t}{2} \text{ — koszt utrzymania chodnika}$$

$$t = \frac{x_1}{L} \text{ — czas utrzymania chodnika}$$

$$l = x_1 \text{ — długość chodnika}$$

3. Koszt transportu.

Można tutaj dla systemu wybierania podanego na rys. 50 rozpatrzeć dwa przypadki:

- a. węgiel ze wszystkich przodków odstawiany jest do pochylni, a następnie wozami lub przenośnikami do chodnika dolnego; wielkość ładunku wynosi

$$Z = h \cdot x_1 \cdot p \cdot \eta_{x1}$$

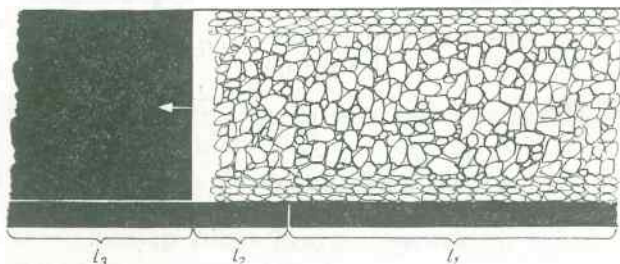
a koszt transportu

$$K_t = \left(\frac{2q_1}{x_1} + q_2 \right) h \cdot x_1 \cdot p \cdot \eta_{x1} \cdot \frac{x_1}{2}$$

gdzie

q_1 — koszt zależny od długości drogi przewozu,

q_2 — koszt niezależny od długości drogi przewozu.



Rys. 49. Strefy wpływające na koszt utrzymania wyrobisk

l_1 — strefa ciśnienia eksploatacyjnego, l_2 — strefa osiadania,
 l_3 — strefa uspokojona

- b. węgiel z przodków podpiętra dolnego opuszcza się bezpośrednio na chodnik dolny i wtedy wielkość ładunku odstawianego pochylni wynosi

$$Z_1 = (h - h_1) \cdot x_1 \cdot p \cdot \eta_{x1}$$

gdzie

$$\eta_x = \eta_h = \eta_3 \cdot \eta_4$$

a koszt transportu

$$K'_t = \left(\frac{2q_1}{x_1} + q_2 \right) \cdot (h - h_1) \cdot x_1 \cdot p \cdot \eta_{x1} \cdot \frac{x_1}{2}$$

Po zsumowaniu wymienionych stanowisk kosztów i podzieleniu przez wielkość ładunków otrzymamy dla obu wymienionych wyżej przypadków następujące równania:

Dla przypadku pierwszego

$$K_c = f(x) = K_p + K_u + K_I = \frac{K_p}{h \cdot x_1 \cdot p \cdot \eta_{x1}} + \\ + \frac{\sum r_1 \cdot x_1^2}{h \cdot x_1 \cdot p \cdot \eta_{x1} \cdot 2L} + \frac{\sum r_2 \cdot x_1}{h \cdot x_1 \cdot p \cdot \eta_{x1}} + \\ + \frac{\left(\frac{2q_1}{x_1} + q_2\right) \cdot h \cdot p \cdot x_1^2 \cdot \eta_{x1}}{2h \cdot p \cdot x_1 \cdot \eta_{x1}}$$

po uproszczeniu otrzymamy

$$f(x) = \left(\frac{\sum r_1}{2L \cdot p \cdot h \cdot \eta_{x1}} + \frac{q_2}{2}\right) \cdot x_1 + \frac{K_p}{x_1 \cdot h \cdot p \cdot \eta_{x1}} + \\ + \frac{\sum r_2}{h \cdot p \cdot \eta_{x1}} + q_1$$

Zakładając że

$$C_1 = \frac{\sum r_1}{2L \cdot h \cdot p \cdot \eta_{x1}} + \frac{q_2}{2}$$

$$C_2 = \frac{K_p}{h \cdot p \cdot \eta_{x1}}$$

$$C_3 = q_1 + \frac{\sum r_2}{h \cdot p \cdot \eta_{x1}}$$

Funkcja $f(x_1)$ przyjmuje uproszczoną postać

$$f(x_1) = C_1 \cdot x_1 + \frac{C_2}{x_1} + C_3 \quad (258)$$

W przypadku drugim C_1 , C_2 i C_3 będą miały następujące wartości

$$C_1 = \frac{\sum r_1}{2L \cdot h \cdot p \cdot \eta_{x1}} + \frac{q_2}{2} \left(1 - \frac{h_1}{h}\right)$$

$$C_2 = \frac{K_p}{h \cdot p \cdot \eta_{x1}}$$

$$C_3 = q_1 \left(1 - \frac{h_1}{h}\right) + \frac{\sum r_2}{h \cdot p \cdot \eta_{x1}}$$

Wartość optymalną x_0 otrzymamy rozwiązując równanie

$$f(x) = C_1 \cdot x_1 + \frac{C_2}{x_1} + C_3; \quad f'(x) = C_1 - \frac{C_2}{x_1^2}$$

$$C_1 - \frac{C_2}{x_1^2} = 0$$

skąd

$$x_0 = \sqrt{\frac{C_2}{C_1}}$$

Wartość współczynników C będzie różna dla różnych sposobów eksploatacji (tabl. 25 i rys. 50, 51, 52, 53).

Wzór ogólny ma postać

$$x_0 = C \sqrt{\frac{K_p}{\frac{\Sigma r_1}{L} + \frac{r'_1}{L'} + q_2 \cdot h \cdot p \cdot \eta_{x1}}} \quad (259)$$

gdzie

r'_1 — koszt utrzymania wyrobiska w okresie jego drażenia, rubl/m/rok,

$C = \sqrt{2}$ — przy eksploatacji jednoskrzydłowej,

$C = 2$ — przy eksploatacji dwuskrzydłowej,

L' — postęp robót przygotowawczych m/rok.

Interpretacja graficzna.

Funkcja (258)

$$f(x_1) = C_1 \cdot x_1 + \frac{C_2}{x_1} + C_3$$

może być też rozwiązana graficznie w sposób następujący:

Po obliczeniu wartości C_1 , C_2 i C_3 sporządza się wykres funkcji (rys. 54), nanosząc na nim wartości prostych

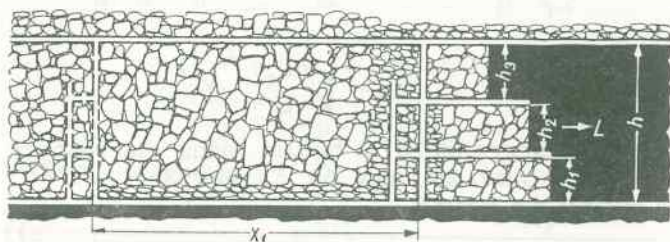
$$y = C_1 x_1; \quad y = C_3$$

i hiperboli

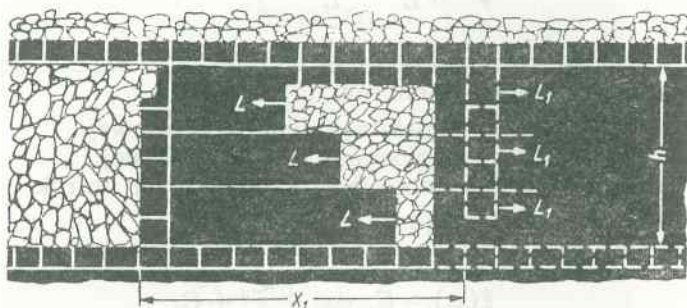
$$y = \frac{C_2}{x_1}$$

Dodając graficznie rzędne, otrzymuje się wykres funkcji $y = f(x)$.

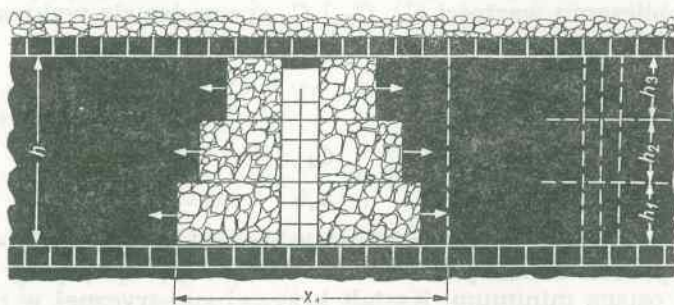
Z wykresu łatwo jest znaleźć wartość x_1 opt., przy której funkcja osiąga minimum. Kształt krzywej sumarycznej w pobliżu wartości minimum ma przebieg płaski, z czego wynika, że znaleziona wartość x_1 opt. daje tylko orientacyjną przybliżoną war-



Rys. 50

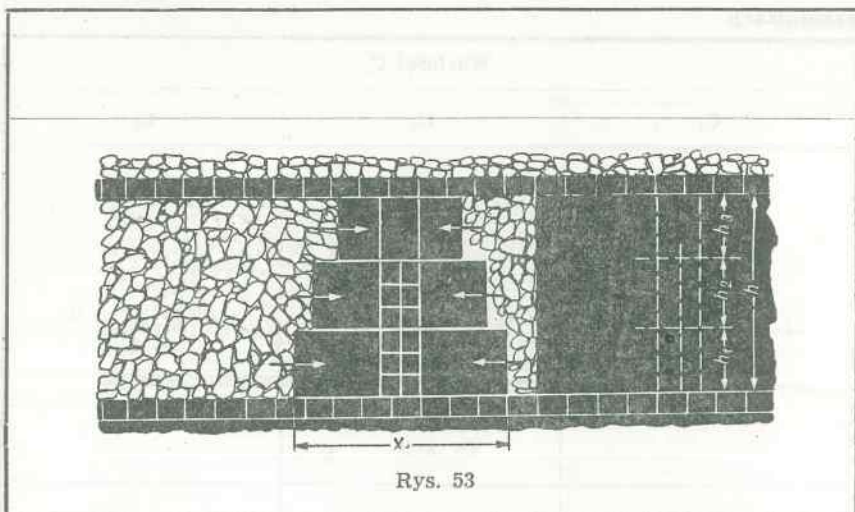


Rys. 51



Rys. 52

Wartości C_i		
C_1	C_2	C_3
$\frac{\sum r_1}{2L \cdot h \cdot p \cdot \gamma_{s1}} + \frac{q_2}{2}$	$\frac{K_p}{h \cdot p \cdot \gamma_{s1}}$	$\frac{\sum r_2}{h \cdot p \cdot \gamma_{s1}} + q_1$
$\frac{\sum r_1}{2L \cdot h \cdot p \cdot \gamma_{s1}} + \frac{\sum r'_1}{2L' \cdot h \cdot p \cdot \gamma_{s1}} + \frac{q_2}{2}$	$\frac{K_p}{h \cdot p \cdot \gamma_{s1}}$	$\frac{\sum r_2}{h \cdot p \cdot \gamma_{s1}} + q_1$
$\frac{\sum r_1}{4L \cdot h \cdot p \cdot \gamma_{s1}} + \frac{q_2}{4}$	$\frac{K_p}{h \cdot p \cdot \gamma_{s1}}$	$\frac{\sum r_2}{h \cdot p \cdot \gamma_{s1}} + q_1$

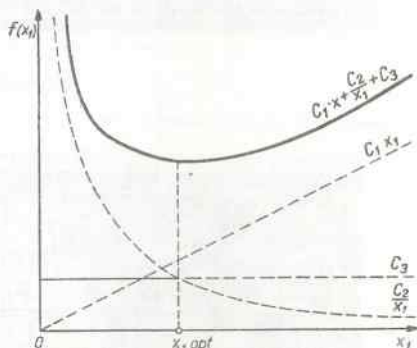


Rys. 53

tość tej wielkości i pewne odchylenie podczas projektowania od znalezionej wartości x_1 opt. jest dopuszczalne (patrz rys. 57).

Ilościowy wpływ tego odchylenia można określić w sposób następujący: jeżeli przyjmie się dopuszczalne odchylenie kosztów od wartości minimalnej równe e , to można znaleźć granice $x_{1,1}$ i $x_{1,2}$, w obrębie których przyjęte wartości dla x_1 nie przekroczą dopuszczalnej odchyłki kosztów.

Rys. 54. Wyznaczenie długości pola metodą graficzną



W funkcji (258) składnik C_3 nie zależy od x_1 , można więc rozpatrywać tylko funkcję

$$f(x_1) = C_1 \cdot x_1 + \frac{C_2}{x_1} \quad (260)$$

Wartości C_i		
C_1	C_2	C_3
$\frac{\sum r_1}{4L \cdot h \cdot p \cdot \gamma_{x1}} +$ $+ \frac{\sum r'_1}{4L' \cdot h \cdot p \cdot \gamma_{x1}} + \frac{q_2}{4}$	$\frac{K_p}{h \cdot p \cdot \gamma_{x1}}$	$\frac{\sum r_2}{h \cdot p \cdot \gamma_{x1}} + q_1$

Funkcja ta osiąga swoje minimum przy

$$x_{1 \text{ opt}} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1}}$$

Wstawiając do $f(x_1)$ (wzór 260) wartość $x_{1 \text{ opt}}$ otrzymamy

$$f_{\min}(x_1) = C_1 \cdot \sqrt{\frac{C_2}{C_1}} + \frac{C_2}{\sqrt{\frac{C_2}{C_1}}} = 2 \cdot \sqrt{C_1 \cdot C_2}$$

Gdy dopuszczalna wysokość odchylenia wynosi $e \cdot f_{\min}(x_1)$, gdzie $e \geq 1$, dwie wartości x_1 można znaleźć jako pierwiastki $x_{1,1}$ i $x_{1,2}$ z równania drugiego stopnia

$$e \cdot f_{\min}(x_1) = C_1 \cdot x_1 + \frac{C_2}{x_1}$$

lub

$$2e \cdot \sqrt{C_1 \cdot C_2} = C_1 \cdot x_1 + \frac{C_2}{x_1}$$

Ostatecznie otrzymujemy równanie drugiego stopnia

$$C_1 \cdot x_1^2 - 2e \cdot \sqrt{C_1 \cdot C_2} \cdot x_1 + C_2 = 0$$

które dają wartości $x_{1,1}$ i $x_{1,2}$

$$x_{1,2} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1}} \cdot (e \pm \sqrt{e^2 - 1})$$

Biorąc pod uwagę, że $x_{1\text{ opt}} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1}}$, ostatecznie graniczne wielkości długości pola po rozciągłości, przy założonym odchyleniu e od optymalnej wielkości x_1 , oblicza się z wzorów:

$$x_{1,1} = (e - \sqrt{e^2 - 1}) \cdot x_{1\text{ opt}} \quad (261)$$

$$x_{1,2} = (e + \sqrt{e^2 - 1}) \cdot x_{1\text{ opt}} \quad 262$$

Długość pola po rozciągłości w zależności od długości skrzydła w pięttrze

Nie zawsze obliczone dla określonych warunków x_0 może być przyjęte bez pewnych poprawek wpływających z ogólnej długości skrzydła S . Może się zdarzyć, że przy podziale długości skrzydła S na pola długości x_0 zostanie pewna reszta x spełniająca warunek

$$x_0 < x < 2x_0$$

Powstaje pytanie, czy wygodniej jest przyjąć jedno pole o długości $x > x_0$, czy też dwa pola o długości $\frac{x}{2} < x_0$.

Zgodnie z poprzednio wyprowadzonym wzorem można dla obu wariantów napisać następujące równania:

$$f(x) = C_1 x + \frac{C_2}{x} + C_3$$

$$f\left(\frac{x}{2}\right) = \frac{C_1 x}{2} + \frac{2C_2}{x} + C_3$$

Przy warunku, że

$$f\left(\frac{x}{2}\right) > f(x)$$

$$\frac{C_1 x}{2} + \frac{2C_2}{x} + C_3 > C_1 x + \frac{C_2}{x} + C_3$$

skąd otrzymujemy

$$x < \sqrt{\frac{2C_2}{C_1}}$$

a ponieważ optymalna długość wynosi

$$x_0 = \sqrt{\frac{C_2}{C_1}}$$

ostatnią nierówność można zastąpić inną

$$x < x_0 \sqrt{2}$$

W ten sposób otrzymujemy, że gdy część długości skrzydła x odpowiada nierówności

$$x_0 < x < 2 x_0$$

najwygodniej jest założyć jedno pole, gdy

$$x < x_0 \cdot \sqrt{2}$$

a dwa pola, gdy

$$x > x_0 \cdot \sqrt{2}$$

Tak więc ilość pól wybierania otrzymuje się przez podzielenie długości skrzydła S przez x_0 , a z ewentualnie otrzymaną resztą ($x_0 < x < 2 x_0$) postępujemy jak wyżej.

Określenie długości pól wybierania metodą funkcji liczb całkowitych (według Szewiakowa)

Ze wzorów (258) i (259) oraz wartości dla C podanych w tabelicy 25 można przyjąć, że suma kosztów dla pola wybranego dwuskrzydłowo długimi zabierkami po rozciągłości (patrz rys. 54) wynosi:

$$K_c = K_p + \frac{\sum r_1 \cdot x^2}{2L} + \frac{\sum r'_1 \cdot x^2}{2L'} + \left(\frac{2q_1}{x_1} + q_2 \right) \cdot h \cdot p \cdot \eta_{lx1} \cdot \frac{x_1^2}{2}$$

$$K_c = f(x) = \left(\frac{\sum r_1}{2L} + \frac{\sum r'_1}{2L'} + \frac{h \cdot p \cdot \eta_{lx1} \cdot q_2}{2} \right) \cdot x^2 + \\ + h \cdot p \cdot \eta_{lx1} \cdot q_1 \cdot x_1 + K_p$$

albo

$$f(x) = C_1 \cdot x^2 + C_2 \cdot x + C_3$$

gdzie

$$C_1 = \frac{\sum r_1}{2L} + \frac{\sum r'_1}{2L'} + \frac{h \cdot p \cdot \eta_{lx} \cdot q_2}{2}$$

$$C_2 = h \cdot p \cdot \eta_{lx} \cdot q_1$$

$$C_3 = K_p$$

Przy założeniu, że długość skrzydła po rozciągnięciu S dzielimy na n równych pól, otrzymamy że długość każdego z nich

$$x = \frac{S}{n}$$

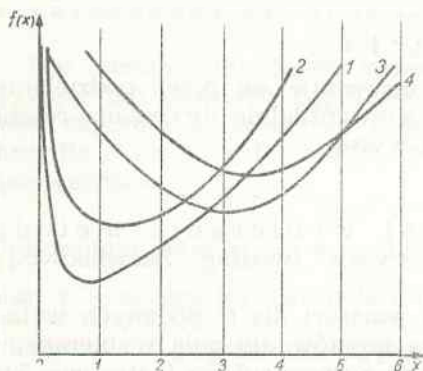
a koszty zależne od wielkości pola wyniosą dla jednego pola

$$C_1 \frac{S^2}{n^2} + C_2 \frac{S}{n} + C_3 \quad (263)$$

a dla wszystkich pól

$$f(n) = C_1 \frac{S^2}{n} + C_2 S + C_3 n \quad (263 a)$$

gdzie $f(n)$ — funkcja liczb całkowitych ($n = 1, 2, 3, \dots$).



Rys. 55. Wykres funkcji $f(x)$ w zależności od stosunku a/b

Zatem w sensie matematycznym zadanie sprowadza się do znalezienia takiej wartości (względnie dwóch wartości) n , przy której funkcja $f(n)$ posiada minimum.

Jeżeli oznaczymy:

$$\begin{aligned} C_3 &= a \\ C_1 S^2 &= b \\ C_2 S &= c \end{aligned}$$

to

$$f(n) = a n + \frac{b}{n} + c \quad (264)$$

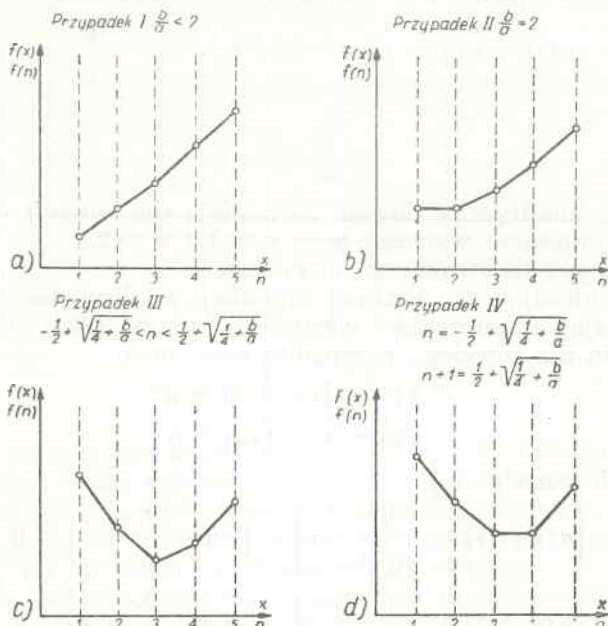
Przy $n \geq 1$ i dodatnich a, b, c zachodzi przypadek, kiedy $x = n$, wtedy

$$f(x) = a x + \frac{b}{x} + c \quad (265)$$

gdzie x oznacza ciągłą zmienną.

Jeżeli funkcja (265) ma ekstremum i przy tym jednoznaczne, to funkcja (264) może mieć nie tylko jedną, ale i dwie najmniejsze wartości w zależności od stosunku $\frac{a}{b}$ (rys. 55).

Mogą zająć tutaj cztery przypadki, które najlepiej można zobrazować graficznie (rys. 56).



Rys. 56. Określenie ilości pól w skrzydle kopalni metodą liczb całkowitych

1. Gdy funkcja $f(x)$ ma minimum przy $x \leq 1$, a jej wartości odpowiadające całkowitym rzędnym leżą na krzywej wzrastającej, funkcja liczb całkowitych (264) jednostajnie wzrastając ma minimum przy $n = 1$ (rys. 56).

Analitycznie przy założeniu, że $n \geq 1$, $f(2) > f(1)$ potwierdza to nierówność

$$2a + \frac{b}{2} + c > a + b + c$$

skąd

$$\frac{b}{a} < 2 \quad (266)$$

gdzie

$$\frac{b}{a} = \frac{C_1 S^2}{C_3} = \left(\frac{\sum r_1}{L} + \frac{\sum r'_1}{L'} + h \cdot p \cdot \eta_x \cdot q_2 \right) \cdot \frac{S^2}{2 K_p}$$

2. Gdy $f(x)$ ma minimum przy $1 < x < 2$, a jej wartości przy $x = 1$ i $x = 2$ są jednakowe.

W tym przypadku dla równania (264) otrzymamy

$$f(1) = f(2), \quad \text{tj. } a + b + c = 2a + \frac{b}{2} + c$$

stąd

$$\frac{b}{a} = 2 \quad (267)$$

Jest to analityczny dowód, że istnieją dla funkcji (264) dwie równe najmniejsze wartości przy $n = 1$ i $n = 2$. Graficznie przedstawiono to na rys. 56 b.

3. Przyjmując że wartość zmiennej całkowitej n , której odpowiadają najmniejsze wartości funkcji (264) oznaczmy przez n , to dla trzeciego przypadku (rys. 56 c):

$$f(n-1) - f(n) > 0 \quad (268)$$

$$f(n+1) - f(n) > 0$$

a w formie rozwiniętej:

$$\left[a(n-1) + \frac{b}{n-1} + c \right] - \left(an + \frac{b}{n} + c \right) > 0$$

$$\left[a(n+1) + \frac{b}{n+1} + c \right] - \left(an + \frac{b}{n} + c \right) > 0$$

Z wzorów tych otrzymujemy:

$$\frac{b}{a} - n < n^2 \quad \frac{b}{a} + n > n^2$$

Skąd otrzymuje się wzór, za pomocą którego można jednoznacznie określić ilość pól n

$$\frac{b}{a} - n < n^2 < \frac{b}{a} + n$$

a po podstawieniu

$$\frac{b}{a} = p$$

$$p - n < n^2 < p + n \quad (269)$$

gdzie

n — liczba całkowita,

p — dodatnie.

Dla znalezienia n rozpatrzmy nierówność

$$p - x < x^2 < p + x \quad (270)$$

gdzie x zmienna ciągła.

Aby określić przedział przebiegu

$$x_1 < x < x_2$$

rozwiązuje się równania otrzymane przez porównanie lewej i prawej części równania (270):

$$p - x_1 = x_1^2$$

$$p + x_2 = x_2^2$$

czyli:

$$x_1 = -\frac{1}{2} \pm \sqrt{\frac{1}{4} + p}$$

$$x_2 = +\frac{1}{2} \pm \sqrt{\frac{1}{4} + p}$$

Ponieważ różnica pierwiastków $x_2 - x_1 = 1$, to między x_1 i x_2 istnieje jedna liczba całkowita.

Ponieważ w przedziale mieści się ta liczba całkowita, a punkty skrajne x_1 i x_2 nie mieszczą się, to w omawianym trzecim przypadku x_1 i x_2 nie mogą być liczbami całkowitymi.

Dlatego zachodzi potrzeba rozwiązania dodatkowego wyrażenia

$$x_1 = -\frac{1}{2} + \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{b}{a}} \quad (271)$$

(ponieważ x jest dodatnie, przed pierwiastkiem dajemy tylko znak plus).

Jeżeli x (271) okaże się liczbą niecałkowitą, to szukaną liczbę całkowitą wyrazi nierówność

$$x_1 < n < x_1 + 1$$

albo w postaci rozwiniętej

$$-\frac{1}{2} + \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{b}{a}} < n < \frac{1}{2} + \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{b}{a}} \quad (272)$$

4. Jeżeli otrzymany wynik z wzoru (272) wyrażony będzie liczbą całkowitą, funkcja początkowo opada, po czym wzrasta,

posiadając dwie równe najmniejsze wartości $f(n)$ i $f(n+1)$, to dla omawianego przypadku można napisać

$$f(n) = f(n+1) \quad (273)$$

a analitycznym dowodem istnienia czwartego przypadku jest to, że z wyrażenia

$$-\frac{1}{2} + \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{b}{a}}$$

otrzymuje się liczbę całkowitą.

Wtedy funkcja posiada te same najmniejsze wartości przy:

$$n = -\frac{1}{2} + \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{b}{a}}$$

$$n+1 = +\frac{1}{2} + \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{b}{a}}$$

Tak więc racjonalną ilość pól wybierania przy długości skrzydła S znajdujemy po podstawieniu konkretnych wartości do równania

$$\frac{b}{a} = \frac{C_1 \cdot S^2}{C_3} \quad (274)$$

i dalej postępujemy według schematu:

przy $\frac{b}{a} < 2$ — jeden obszar o długości S ,

przy $\frac{b}{a} = 2$ — można przyjąć jeden obszar o długości S , lub dwa obszary o długości $\frac{S}{2}$ każdy,

(przy $\frac{b}{a} > 2$ — układamy dodatkowo wyrażenie

$$-\frac{1}{2} + \sqrt{\frac{1}{4} + \left(\frac{\sum r_1}{L} + \frac{\sum r'_1}{L'} + h \cdot p \cdot \eta_x \cdot q_2 \right) \cdot \frac{S^2}{2K_p}} \quad (275)$$

Na ogół wynik otrzymany z powyższego wyrażenia nie będzie liczbą całkowitą. Wtedy n równe jest najbliższej większej liczbie całkowitej, a $x = \frac{S}{n}$.

Gdy otrzymany wynik jest liczbą całkowitą, to z ekonomicznego punktu widzenia obojętne jest, czy przyjmie się ilość pól wybierania równą n , czy $n+1$.

Interpretację graficzną opisanych własności nierówności (266) podano na rys. 57.

Na wykresie współrzędnych prostokątnych wykreśla się parabolę

$$y = x^2$$

i proste

$$y = p$$

$$y = p - x$$

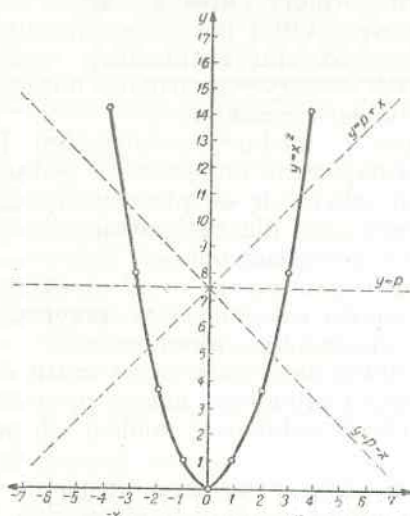
$$y = p + x$$

Wtedy przy dowolnym $p > 0$ proste

$$y = p - x$$

$$y = p + x$$

odetną na gałęzi paraboli łuk, na którym znajduje się jedyny punkt z całkowitą odciętą. Dotyczy to trzeciego omawianego przypadku.



Rys. 57. Wykres charakteryzujący wielkość nierówności (269)

Jeżeli wyjątkowo prosta $y = p - x$ przechodzi dokładnie przez punkt paraboli o całkowitej odciętej n , to druga prosta $y = p + x$ przecina parabolę w punkcie o odciętej $n + 1$ i w ten sposób łuk paraboli zawarty między prostymi nie posiada punktu o całkowitej odciętej. Jest to czwarty z szeregu rozpatrywanych przypadków.

24. Analiza rozmieszczenia frontu (metodą wyrównanej produkcji według Rutowskiego)

Metoda ta polega na określeniu optymalnego frontu górniczego możliwego do uzyskania i utrzymania w czasie istnienia poziomu (kopalni) zapewniającego uzyskanie optymalnej produkcji.

Metoda ta opiera się na następujących zasadach:

1. każde złożo jest podzielone naturalnie lub można je podzielić sztucznie na płaszczyzny eksploatacyjne, mogące stanowić odrębne jednostki produkcyjne, ograniczone uskoki, filarami oporowymi, granicami kopalni,
2. każda płaszczyzna eksploatowana zawiera w przekroju pionowym szereg pokładów o różnych grubościach i własnościach, które przy eksploatacji z góry w dół zmieniają się, co zezwala na różną produkcję w różnych okresach istnienia kopalni,
3. w każdej płaszczyźnie eksploatacyjnej można ulokować stały do utrzymania front górniczy określony w m,
4. przy eksploatacji równoczesnej kilku pokładów ich sumaryczna grubość przy przechodzeniu eksploatacji z góry w dół ulega zmianie, ale ich sumaryczna grubość minimalna zapewnia utrzymanie stałej produkcji,
5. płaszczyzny eksploatacyjne o niedużej powierzchni lub małych zasobach nie zezwalające na umieszczenie jednostki produkcyjnej (oddziału) zalicza się do płaszczyzn rezerwowych. Będą one wykorzystane dla ulokowania chwilowego niedoboru w okresach przejściowych,
6. suma produkcji wszystkich płaszczyzn eksploatacyjnych określa produkcję możliwą do osiągnięcia w przypadku, gdyby każda z nich była udostępniona niezależnie,
7. dla utrzymania przez możliwie najdłuższy okres czasu stałej, lecz dostatecznie wysokiej produkcji, należy produkcję płaszczyzn o niższych zasobach redukować poniżej ich produkcji maksymalnej,
8. optymalną produkcję kilku płaszczyzn osiąga się przez dostosowanie czasu trwania mniej zasobnych płaszczyzn do czasu trwania eksploatacji płaszczyzn o największych zasobach i najdłuższym okresie trwania.

Sposób określenia optymalnego frontu górniczego.

1. Cały obszar górniczy kopalni składa się z płaszczyzn eksploatacyjnych i rezerwowych

$$F = f_1 + f_2 + \dots + f_n + f_{1, rez} + f_{2, rez} + \dots + f_{n, rez} \quad (276)$$

2. Płaszczyzny, w których nie można założyć pełnego oddziału produkcyjnego, wyklucza się z dalszej analizy i zalicza się je do płaszczyzn rezerwowych. Wobec czego

$$F_{exp} = F - f_{rez} = f_1 + f_2 + f_3 \dots + f_n \quad (277)$$

3. Dla każdej płaszczyzny określa się jej wymiary:

S — średnią szerokość płaszczyzny po rozciągłości pokładu,

h — średnią długość płaszczyzny po nachyleniu pokładu.

Stosunek $\frac{S}{h}$ = minimum charakteryzuje płaszczyznę pod względem okresu trwania maksymalnej produkcji. Przy tym stosunku płaszczyzna będzie eksploatowana przez najdłuższy okres, gdyż przy stosunkowo niedużym froncie robót ilość podpięter kolejno eksploatowanych będzie większa niż w innych płaszczyznach.

4. Dla każdej płaszczyzny należy wyznaczyć ilość skrzydeł eksploatacji, przyjmując orientacyjną długość 1 skrzydła $L = 350 \div 500$ m. W pokładach grubych przy eksploatacji warstwami długość skrzydła przyjmuje się $600 \div 700$ m.

Przyjęta długość skrzydła jest zależna od warunków górniczych i systemu wybierania.

Sumaryczna ilość skrzydeł w płaszczyznach eksploatacyjnych wynosi

$$I_{\text{eksp}} = \frac{S_1}{L} + \frac{S_2}{L} + \frac{S_3}{L} + \dots + \frac{S_n}{L} = \frac{S_1 + S_2 + \dots + S_n}{L} = a + b + c + \dots + n \quad (278)$$

gdzie $a, b, c, \dots, n$ — ilość skrzydeł w poszczególnych płaszczyznach eksploatacyjnych $f_1, f_2, f_3, \dots, f_n$. Ilość skrzydeł w jednej płaszczyźnie waha się od 1 — 3.

5. Na podstawie znajomości poszczególnych pokładów ustala się wstępnie system wybierania oraz jego parametry:

- długość frontu w jednym skrzydle l, m ; łączna długość frontu płaszczyzn eksploatacyjnych wyniesie

$$\sum_a^n l = al + bl + cl + \dots + nl = l(a + b + c + \dots + n) \quad (279)$$

- postęp frontu p m/dobę (przyjmuje się dla uproszczenia system ścianowy, inne systemy przelicza się na front ścianowy);
- straty eksploatacyjne wyrażone za pomocą współczynnika strat.

6. Dla każdej płaszczyzny należy ustalić grubość poszczególnych pokładów $m_1, m_2 \dots m_n$ oraz minimalną sumaryczną grubość pokładów przeznaczonych do równoczesnej eksploatacji

$$M_{\text{min}} = m_1 + \dots + m_n \quad (280)$$

W pokładach grubych zamiast grubości pokładu należy przyjąć grubość eksploatowanej warstwy.

7. Na podstawie ustalonych parametrów systemu wybierania określa się wydajność 1 m² frontu

$$w = p \cdot \gamma \cdot v \quad \text{T/dobę} \quad (281)$$

gdzie

v — współczynnik strat i cykliczności,
 γ — ciężar obj. = 1,3 T/m³.

3. Wydobyć z frontu w jednym skrzydle wyniesie

$$W = l \cdot w \cdot M_{min} \quad (282)$$

Wydajność frontu poszczególnych płaszczyzn eksploatacyjnych wyniesie:

$$W_1 = a \cdot l \cdot w \cdot M_{1 min} \quad (283)$$

$$W_2 = b \cdot l \cdot w \cdot M_{2 min} \text{ itd.}$$

Sumaryczna wydajność frontu wszystkich płaszczyzn eksploatacyjnych, która jest największą możliwą wydajnością frontu, wynosi

$$Q = \sum_1^n W = W_1 + W_2 + \dots + W_n = \\ = l \cdot w (a \cdot M_{1 min} + b M_{2 min} + \dots + n M_{n min}) \quad (284)$$

9. Dla każdej płaszczyzny określa się ilość zasobów przemysłowych (po obliczeniu strat eksploatacyjnych oraz w filarach oporowych, granicznych), objętych pokładami poszczególnych płaszczyzn.

Jeżeli zasoby poszczególnych płaszczyzn oznaczy się przez $Z_1, Z_2, Z_3 \dots Z_n$, to zasoby całkowite wyniosą

$$\sum_1^n Z = Z_1 + Z_2 + \dots + Z_n \quad (285)$$

10. Na podstawie określonej wydajności frontu każdej płaszczyzny W i zasobów Z oblicza się okres trwania eksploatacji tych płaszczyzn C w latach:

$$C_1 = \frac{Z_1}{W_1 \cdot 305}, \quad C_2 = \frac{Z_2}{W_2 \cdot 305} \text{ itd.} \quad (286)$$

gdzie liczba 305 oznacza ilość dni pracy w roku.

Czasy te są różne i tej niejednorodności w okresie trwania kopalni należy właśnie uniknąć przy określeniu optymalnego frontu górniczego.

11. Dla określenia optymalnego frontu górniczego przeprowadza się redukcję wielkości produkcji płaszczyzn przez podzielenie ich zasobów przez okres w zasadzie najdłuższego trwania eksploatacji jednej z płaszczyzn. Wielkość produkcji rocznej całej kopalni (poziomu) wyniesie wtedy:

$$Q_{opt} = \frac{\sum_1^n Z}{C_{max}} \quad T/\text{rok} \quad (287)$$

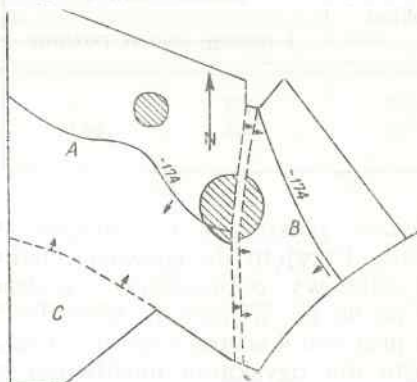
$$Q_{opt} = \frac{\sum_1^n Z}{C_{max} 305} \quad T/\text{dobę} \quad (288)$$

Gdy różnica okresu eksploatacji poszczególnych płaszczyzn jest bardzo duża, wówczas dla uniknięcia niewykorzystania złoża należy skontrolować powyższe obliczenia, zastępując płaszczyznę o najdłuższym czasie eksploatacji przez płaszczyznę o maksymalnych zasobach

$$Q_{opt} = \frac{\sum_1^n Z}{C'} \gg \frac{\sum_1^n Z}{C_{max}} \quad (289)$$

gdzie C' — okres eksploatacji przy maksymalnych zasobach. Podana metoda pozwala na sprawdzenie przyjętej (obliczonej) wielkości wydobywania kopalni (poziomu), uwzględniając możliwości rozłożenia frontu górniczego w poziomie.

Rys. 58. Obszar górniczy kopalni „P”



Zastosowanie metody wyrównanej produkcji na przykładzie kopalni „P” (wg T. Rutowskiego).

Podział złoża. Obszar kopalni (rys. 58) składa się z trzech zasadniczych płaszczyzn:

- A — o kształcie pola zbliżonym do rombu, o podstawie 2400 m i wysokości 2000 m,
- B — o kształcie zbliżonym do trójkąta; podstawa 1600 m, wysokość 1300 m,
- C — o kształcie zbliżonym do trójkąta; podstawa 1600 m, wysokość 1200 m.

Zasoby kopalni. Kopalnia w swych granicach dysponuje pokładami:

1. 401, 403 i 404 nie zbadanymi, o nieznannej grubości, zasobach około 5,6 mln T, nie wchodzących w zakres najbliższej eksploatacji,
2. 409, o zasobach przem. netto około 10 mln T,
3. 510, o zasobach przemysłowych netto 68,8 mln T,
4. grupy brzeżnej, o zasobach przem. netto 5,7 mln T.

Z powyższego zestawienia wynika, że decydującą rolę w ustaleniu optymalnego frontu górniczego odgrywa pokład 510, zawierający około 76% całości zasobów przemysłowych netto. Inne pozostałe pokłady mogą uzupełniać wydobycie pokładu 510 w zależności od ich zasobów. Zgodnie z projektem eliminuje się początkowo eksploatację pokładów 401, 403 i 404, jako wymagających osobnego poziomu, a których eksploatacja może być przeprowadzona w okresie późniejszym łącznie z pokładami grupy

Tablica 26

Zasoby poziomów w pokładach

Pokład	Zasoby, mln T	
	I poziom	II poziom
409	8,3	1,9
510	18,3	54,0

brzeżnej. Chwilowe pominięcie tych pokładów pozwoli na szybkie uzyskanie wyższej produkcji kopalni.

Poziomy. Proponowany podział złoża na dwa poziomy 174 i 270, jako prawidłowy nie ulega zmianie. Zasoby poziomów w pokładach podaje tablica 26.

Podział płaszczyzn na skrzydła eksploatacyjne i system wybierania. Przyjęto do rozważań jednolity dla obu pokładów system ścianowy poprzeczny z podsadzką płynną, o długościach ścian po 60 m. W jednym skrzydle dla uzyskania dużej koncentracji przyjęto 4 ściany czynne i 4 zastępcze (na czas podsadzania). Ponadto dla uzyskania możliwości ułożenia 4 ścian potrzebnych w okresie 3-krotnego przechodzenia do wyższej warstwy (co wymaga okresu $2 \div 3$ miesięcy) przewiduje się rezerwę, długości skrzydła 240 m. W ten sposób wyliczona długość skrzydła dla omówionego systemu wyniesie $12 \times 60 = 720$ m.

Można uzyskać następującą ilość skrzydeł:

w partii A: na I poziomie	2 skrzydła
na II poziomie	3 skrzydła
w partii B: na I poziomie	2 skrzydła
na II poziomie	2 skrzydła
w partii C: na II poziomie	1 skrzydło

Czynny front górniczy.

Na podstawie określonych w ustępie 32 zależności i wielkości oblicza się dla każdej płaszczyzny oddzielnie długość frontu górniczego maksymalnego i normalnego, przy przyjęciu rezerwy 15% frontu (tablica 27).

Do obliczenia wielkości czynnego frontu górniczego w m² przyjmuje się dla pokładu 409 pełną grubość 2,0 m, a dla pokładu 510 grubość 1 warstwy 3,0 m. Przez pomnożenie długości

Czynny front górniczy

Płaszc- czyzna	Ściany		Liczba skrzydeł	Długość maksymalnego frontu m	Długość czynnego frontu przy rezerwie 15% m
	długość	liczba			
	m				
Poziom I — Pokład 409					
A	60	4	2	480	400
B	60	4	2	480	400
C	60	4	1	240	200
Razem	—	—	5	1200	1000
Poziom I — Pokład 510					
A	60	4	2	480	400
B	60	4	2	480	400
C	—	—	—	—	—
Razem	—	—	4	960	800
Poziom II — Pokład 510					
A	60	4	3	720	600
B	60	4	2	480	400
C	60	4	1	240	200
Razem	—	—	6	1440	1200

frontu w m przez grubość otrzymuje się czynny front górniczy w m^2 (tablica 28).

Postęp i wydajność frontu w T/m^2 . Wydajność $1 m^2$ frontu dla obu pokładów oblicza się przyjmując według założonego systemu wybierania:

postęp dobowy	2,0 m
postęp zmianowy	1,0 m
współczynnik cykliczności ścian	0,9
ciężar objętościowy	1,3 T/m^3

Wydajność $1 m^2$ frontu wyniesie:

$$1 \times 2,0 \times 0,9 \times 1,3 = 2,34 \text{ T/m}^2$$

Wielkość czynnego frontu górniczego w m²

Płaszczyzna	Długość frontu górniczego m	Grubość m	Front m ²
Poziom I — Pokład 409			
A	400	2,0	800
B	400	2,0	800
C	200	2,0	400
Razem	1000	2,0	2000
Poziom I — Pokład 510			
A	400	3,0	1200
B	400	3,0	1200
C	—	—	—
Razem	800	3,0	2400
Poziom II — Pokład 510			
A	600	3,0	1800
B	400	3,0	1200
C	200	3,0	600
Razem	1200	3,0	3600

Stosowanie w pokładzie 409 wrębu o głębokości 1,8 m może obniżyć wydajność 1 m² frontu do 2,1 T/m²; nie wpłynie to jednak na ogólną ocenę wysokości produkcji z uwagi na konieczność obniżenia produkcji tego pokładu dla utrzymania jego eksploatacji przez czas wybierania pokładu 510.

Wielkość wydobywania z pokładów i z poszczególnych płaszczyzn przedstawiono w tablicy 29. Wyliczone w tablicy 29 wielkości produkcji dla poszczególnych płaszczyzn wykazują dla każdej płaszczyzny inny okres trwania eksploatacji.

Dla określenia stałej wielkości produkcji wszystkich płaszczyzn na poziomie należy zredukować (czasem eksploatacji) produkcję płaszczyzn do czasu trwania płaszczyzny o najdłuższym okresie.

Wielkość wydobycia z pokładów i poszczególnych płaszczyzn

Płaszczyzna	Front m ²	Wydajność 1 m ² frontu T/dz	Produkcja płaszczyzny T/dz	Produkcja płaszczyzny mlnT/rok	Okres eksploatacji płaszczyzny lata	Zasoby mlnT
Poziom I — Pokład 409						
A	800	2,1	1680	0,512	10,7	5,35
B	800	2,1	1680	0,512	3,7	1,92
C	400	2,1	840	0,286	3,2	0,85
Razem	2000	2,1	4200	1,290	6,4	8,30
Poziom I — Pokład 510						
A	1200	2,34	2800	0,854	8,6	7,4
B	1200	2,34	2800	0,854	12,7	10,9
C	—	—	—	—	—	—
Razem	2400	2,34	5600	1,708	10,7	18,3
Poziom II — Pokład 510						
A	1800	2,34	4200	1,281	22,4	28,8
B	1200	2,34	2800	0,854	22,4	12,8
C	600	2,34	1400	0,427	28,4	12,4
Razem	3600	2,34	8400	2,568	21,4	54,0

W ten sposób uzyska się w przybliżeniu produkcję o stałej, jednolitej wysokości przez cały czas trwania poziomu.

Wielkość produkcji poszczególnych poziomów przedstawiono w tablicy 30 i 31.

Do określonej w tablicy 30 wysokości produkcji należy dodać 10% na wydobycie z chodników, tj. 472 T, co uczyni razem $4721 + 472 = 5193 \cong 5200$ T/d lub

w ciągu roku (305 dni) 1,586 mln T.

Przy tej produkcji pokład 510 na poziomie I zostanie wyeksploatowany w ciągu:

$$18,3 \text{ mln T} : 1586 \text{ mln T/rok} = 11,5 \text{ lat.}$$

Chcąc utrzymać produkcję pokładu 409 w przeciągu czasu trwania poziomu, należy jego produkcję zredukować do 11,5 lat, czyli

$$2,3 \text{ mln T} : 11,5 \text{ lat} = 0,721 \text{ mln T/rok}$$

$$0,721 \text{ mln T} : 305 \text{ dni} = 2360 \text{ T/dz.}$$

Tablica 30

Wielkość produkcji poziomu I. — pokład 510

Płaszczyna	Roczna produkcja mln T	Najdłuższy okres trwania płaszczyzny B lata	Stała produkcja w czasie trwania 12,7 lat		Zasoby mln T
			roczna mln T	dobowa T	
A	0,854	12,7	0,582	1308	7,4
B	0,854	12,7	0,858	2813	10,9
C	—	—	—	—	—
Razem	1,709	12,7	1,440	4721	18,3

Całkowita zatem produkcja I poziomu możliwa do stałego utrzymania wynosi:

$$\text{w pokładzie 510} \dots\dots\dots 5200 \text{ T/d}$$

$$\text{w pokładzie 409} \dots\dots\dots 2360 \text{ T/d}$$

$$\text{Razem} \dots\dots\dots 7560 \text{ T/d}$$

Do określonej w tablicy 31 produkcji należy dodać 10% na wydobycie z chodników, tj. 748 T/dz, co czyni razem $7485 + 748 = 8233 \text{ T/dz}$ — w zaokrągleniu 8200 T/dz, bądź w ciągu roku 2,5 mln T.

Tablica 31

Wielkość produkcji poziomu II. — pokład 510

Płaszczyna	Roczna produkcja mln T	Najdłuższy okres trwania płaszczyzny lata	Stała produkcja w czasie trwania 22 lat		Zasoby mln T
			roczna mln T	dobowa T	
A	1,281	22,4	4213	28,8	1,285
B	0,854	22,4	1872	12,8	0,571
C	0,427	28,4	1400	12,4	0,487
Razem	2,562	22,4	7485	54,0	2,283

Przy tej produkcji pokład 510 na poziomie II zostanie wyeksploatowany w ciągu ~ 22 lat.

Czas potrzebny do przygotowania dolnego poziomu. Do przygotowania dolnego poziomu należy:

- | | | |
|----|---|------------|
| a. | pogłębić szyb, około 100 m po 25 m/mies. | — 4 mies. |
| b. | wykonać 100 m podszybia po 25 m/mies. | — 4 mies. |
| c. | drażyć 260 m przekopu południowego po 40 m/mies. | — 6 mies. |
| d. | drażyć 2000 m chodnika kierunkowego na zachód po 40 m/mies. | — 50 mies. |
| e. | głębić 30 m szybiku po 15 m/mies. | — 2 mies. |
| f. | drażyć 600 m chodnika pośredniego po 80 m/mies. | — 8 mies. |
| g. | drażyć 500 m pochylni po 80 m/mies. | — 6 mies. |
| h. | wykonać roboty wykończeniowe | — 12 mies. |

Razem . . . — 92 miesiące
(tj. około 8 lat)

Wnioski.

- Poziom I zapewnia stałą produkcję w wysokości ~ 7500 T/dz przez okres 11,5 lat.
- Poziom II zapewnia stałą produkcję w wysokości 8200 T/dz przez dalszy okres ~ 23 lat.
- Ze względu na konieczny okres przygotowania poziomu II, wynoszący 8 lat, nie jest wskazana produkcja równoczesna z 2 poziomów w wysokości np. 10 000 T/d, gdyż byłaby możliwa dopiero po 8 latach i to przez krótki okres $3 \div 4$ lat (przy pełnej produkcji poziomu I w wysokości 7500 T/dz, przez następne $3 \div 4$ lat produkcja w wysokości 10 000 T/dz z poziomu I i II, a przez resztę 18 lat produkcja w wysokości 8200 T/dz z poziomu II).
- Z powyższych względów, aby utrzymać równomierność produkcji i uniknąć dodatkowych nakładów inwestycyjnych, ustala się wydobywanie kopalni na 7500 T/dz. Wtedy zasoby pokładów 409 i 510 wystarczą na 36 lat. Po tym czasie kopalnia będzie mogła przystąpić do wydobywania z pokładów 401, 403 i 404 i z pokładów grupy brzeżnej.

25. Wybór miejsca założenia kopalni

Przez pojęcie lokalizacji kopalni rozumie się wyznaczenie współrzędnych głównych szybów wydobywczych oraz zlokalizowanie budynków i urządzeń powierzchniowych, niezbędnych w procesie produkcyjnym. Przy wyborze miejsca założenia kopal-

ni należy uwzględnić zarówno okoliczności wynikające z warunków zalegania złoza, jak i warunki terenowe na powierzchni, wpływające na koszt urządzeń powierzchniowych i koszty ich ruchu.

Przy wyznaczaniu miejsca zgłębnienia szybu wydobywczego dla projektowanej kopalni należy w szczególności zwrócić uwagę na:

1. łatwe udostępnienie najniższej części złoza,
2. możliwie najmniejszą ilość robót kamiennych niezbędnych do udostępnienia złoza w poziomach,
3. najmniejsze straty złoza w filarach ochronnych szybu i skupionych przy nim urządzeń powierzchniowych,
4. możliwość szybkiego przystąpienia do eksploatacji i rozwinięcia jej do pełnego wydobywania kopalni,
5. rodzaj skał,
6. możliwie najniższe koszty transportu podziemnego,
7. najniższe koszty utrzymania wyrobisk,
8. najniższe koszty przewietrzania,
9. zaopatrzenie w energię oraz transport załogi w kopalni,
10. możliwość łatwego przeprowadzenia dróg żelaznych i bitych na powierzchni,
11. możliwość zaopatrzenia w wodę i energię na powierzchni,
12. warunki terenowe, zapewniające bezpieczeństwo i najniższe koszty urządzeń powierzchniowych oraz ich ruchu.

Szczegółowa analiza czynników powierzchniowych i warunków złożowych, poparta analizą ekonomiczną, pozwala na właściwe zlokalizowanie kopalni na obszarze górniczym.

Z przytoczonych czynników najważniejsze jest wyznaczenie najniższych kosztów transportu podziemnego. Zagadnienie to ma szczególne znaczenie przy wyborze miejsca dla szybu wydobywczego, gdyż najodpowiedniejsze miejsce założenia szybu określone na tej zasadzie spełnia również inne warunki jak: najmniejsza ilość robót kamiennych, najniższe koszty utrzymania chodników, przewietrzania, zaopatrzenia w energię i ruchu załogi w kopalni.

Wyznaczenie najniższych kosztów transportu na obszarze górniczym sprowadza się do wyznaczenia najmniejszej ilości transportu po rozciągłości i nachyleniu złoza wychodząc z zasady, że koszt transportu jest proporcjonalny do ilości Tkm.

Najpierw wyznacza się linie najniższych kosztów transportu po rozciągłości złoza w poszczególnych pokładach. Jeżeli linie te pokrywają się z sobą, miarodajną dla położenia szybu w kierunku rozciągłości będzie linia najniższych kosztów transportu w pokładach, wyznaczona według zasad ładunków skupionych. Jeżeli linie najniższych kosztów transportu w pokładach nie pokrywają się z sobą (nieregularny obszar górniczy lub zmienna grubość pokładów po rozciągłości) miarodajny dla położenia szy-

bu wydobywczego wzdłuż rozciągłości będzie pas linii najniższych kosztów transportu, przy czym każdej linii przypisuje się zasoby odpowiedniego pokładu na całym obszarze górnicy.

Jeżeli np. na obszarze górnicy linie najniższych kosztów transportu dla czterech pokładów przebiegają oddzielnie (rys. 59), miarodajna dla położenia szybu będzie linia pokładu 3, gdyż zasoby położone z każdej strony tej linii równoważą się.

Do wyznaczenia położenia szybu wydobywczego w kierunku nachylenia pokładów miarodajny jest wyłącznie koszt transportu w przecznicach wszystkich poziomów. Zasoby przemysłowe brutto poszczególnych pokładów w poziomach stanowią ilość urobku do transportu w przecznicach, skupioną w punktach przecięcia się poszczególnych przecznic z pokładami. Przy szybach pionowych

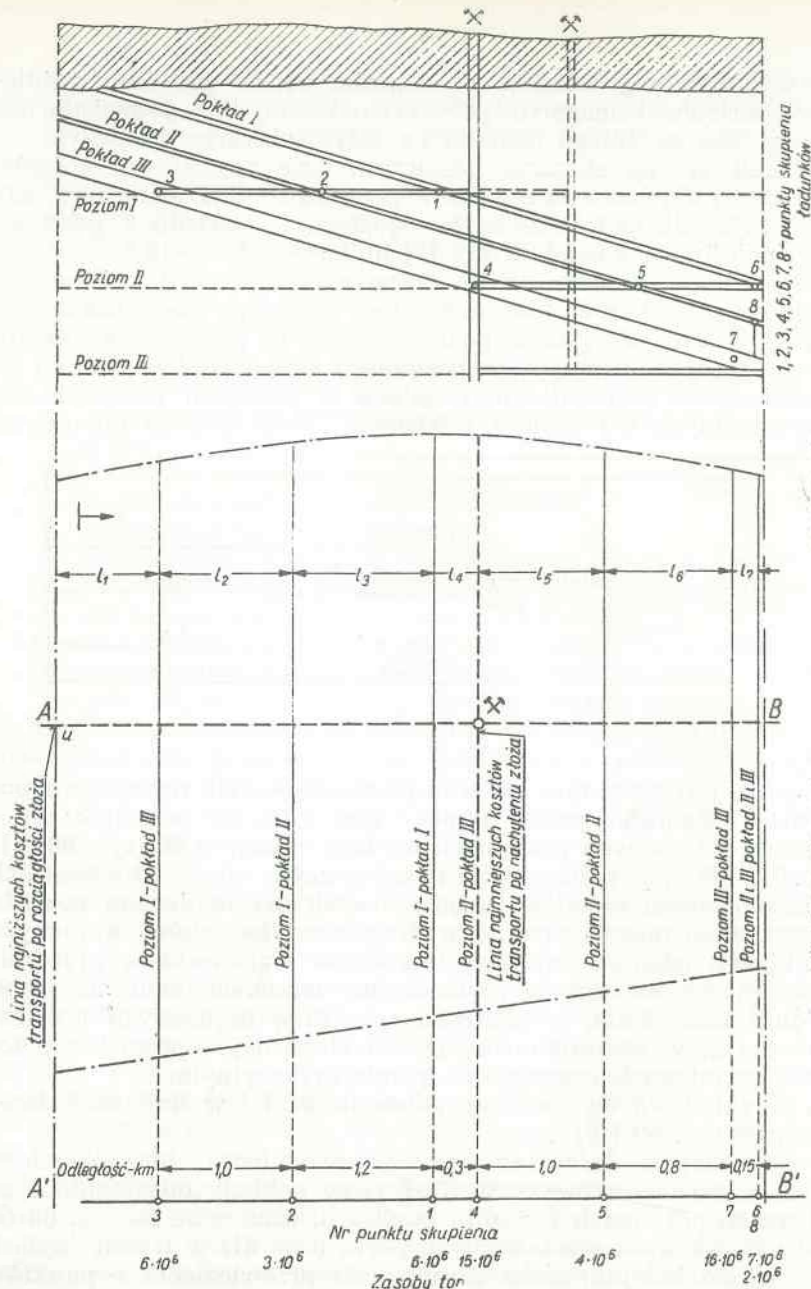
Rys. 59. Linia najniższych kosztów transportu w pokładach

<i>Pokład 1</i>	<i>10 mil. ton</i>
<i>Pokład 2</i>	<i>15 mil. ton</i>
<i>Pokład 3</i>	<i>7,5 mil. ton</i>
<i>Pokład 4</i>	<i>22,5 mil. ton</i>

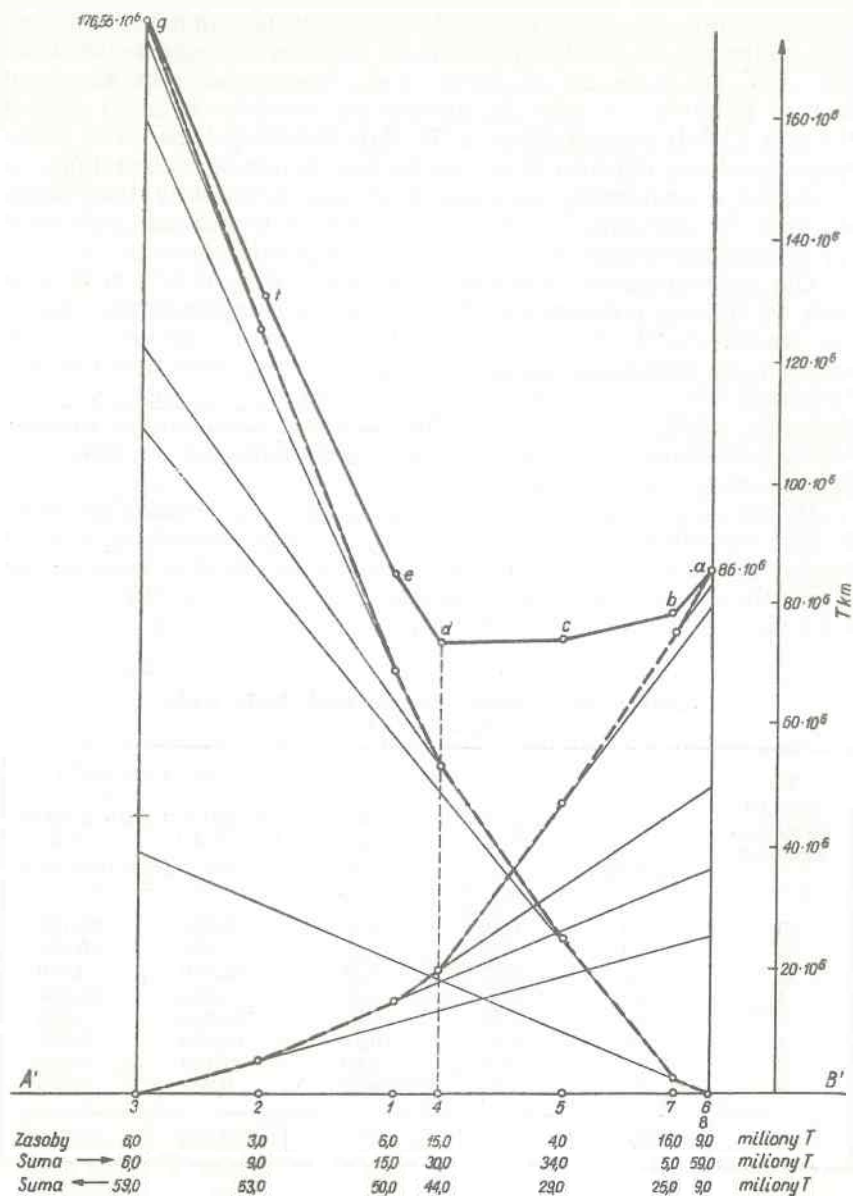
obojętne jest przy tym, że transport odbywa się na różnych poziomach. Rzutując przeto punkty przecięcia się przecznic z pokładami na różnych poziomach na linię prostą $A'B'$ (rys. 60, 61) prostopadłą do rozciągłości i zaznaczając przy odpowiednich punktach ilości zasobów przemysłowych brutto danego pokładu w poziomie, można określić według zasad ładunków skupionych punkt lub odcinek najniższych kosztów transportu w przecznicach. Punkt ten określa równocześnie właściwe położenie szybu w linii nachylenia, a rzutowany na linię najniższych kosztów transportu, w kierunku rozciągłości złoża daje optymalne położenie szybu wydobywczego na planie sytuacyjnym.

Przykładowe wyznaczenie położenia szybu w linii nachylenia ilustruje rys. 60 i 61.

Najmniejszą ilość transportu po nachyleniu złoża określono na zasadzie ładunków skupionych (trzy pokłady udostępnione są na trzech poziomach w ośmiu punktach, oznaczone na rys. 60 od 1 do 8). Na wykresie ilości transportu (rys. 61) w trzech rzędach zestawiono kolejno: ilości zasobów do przewiezienia z punktów udostępnienia oraz idąc od lewej i prawej strony z punktów skrajnych udostępnienia (w rzędzie 2 i 3) — sumy zasobów do



Rys. 60. Wyznaczenie optymalnego położenia szybu po nachyleniu złoza ze względu na ilość transportu



Rys. 61. Wykres ilości transportu po nachyleniu złoża według zasad ładunków skupionych

przewiezienia do przeciwnych punktów skrajnych. Wówczas jest widoczne, że punkt najniższych kosztów transportu na drodze A'B' znajduje się w punkcie 4. Zasoby bowiem skupione w tym punkcie (15 mln T), dodane do zasobów z lewej strony (15 mln T) lub prawej (29 mln T), dają każdej z tych stron przewagę ilościową (30 mln T wobec 29 mln T lub 44 wobec 15).

Punkt 4 rzutowany na linię najniższych kosztów transportu zasobów w kierunku rozciągłości wyznacza ostateczne położenie szybu wydobywczego na planie obszaru górniczego.

Dla zobrazowania zależności kosztów transportu w przecznicach od zmiany położenia szybu wzdłuż linii najmniejszych kosztów transportu zasobów stosuje się wykres ilości transportu w zależności od położenia szybu (rys. 61). Wykres ten jest celowy, zwłaszcza dla oceny o ile zmieniają się koszty transportu w przecznicach, jeżeli z innych względów zachodzi konieczność przesunięcia położenia szybu w kierunku nachylenia od wyznaczonej linii najniższych kosztów.

W przytoczonym przykładzie (rys. 60 i 61) widać, że szyb w linii nachylenia może być założony w pasie zawartym między punktem 4 i 5, gdyż ilość transportu na tej drodze zmienia się minimalnie. Do sporządzenia wykresu ilości transportu (rys. 61) zestawia się tablicę, której wzór podano w tablicy 32.

Tablica 32

Tablica ilości transportu po nachyleniu złoża
(rys. 60 i 61)

Nr punktu skupienia zasobów	Zasoby mln T	Odległość		Ilość transportu	
		do punktu nr 3 km	do punktu nr 8 km	do punktu nr 3 w 1000 Tkm	do punktu nr 8 w 1000 Tkm
3	6,0	0,00	4,45	0,000	26,700
2	3,0	1,00	3,45	3,000	10,350
1	6,0	2,20	2,25	13,200	13,500
4	15,0	2,50	1,95	37,500	29,250
5	4,0	3,50	0,95	14,000	3,800
7	16,0	4,30	0,15	68,800	2,400
6	7,0	4,45	0,00	31,150	0,000
8	2,0	4,45	0,00	8,900	0,000
	59,0			176,550	86,000

W analogiczny sposób można graficznie przedstawić ilość transportu po rozciągłości złoża przy założeniu, że znane są punkty skupienia oraz ilość zasobów w każdym z tych punktów.

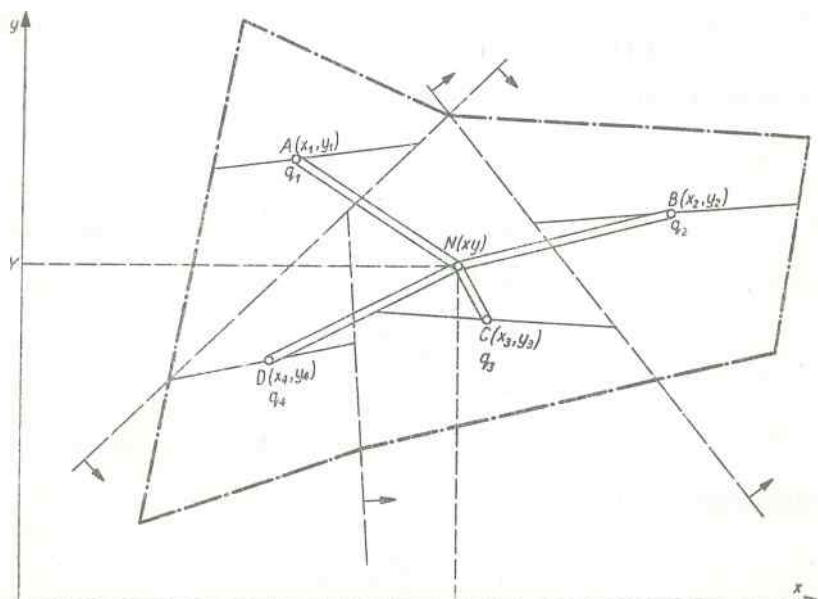
W przypadku gdy obszar górniczy jest poprzecinany większymi uskokami i poszczególne partie pokładów wymagają niezależnego udostępnienia, optymalne położenie szybu ze względu na koszty transportu wyznacza się następująco:

W poszczególnych partiach złoża, wymagających niezależnego udostępnienia, ustala się wielkość zasobów dla poszczególnych partii oraz skupia się je w wyznaczonych punktach najmniejszej ilości transportu tych partii. Następnie wyznacza się wypadkową najmniejszych ilości transportu dla całego obszaru górniczego, na którym ma być zlokalizowana kopalnia. Powyższe zagadnienie można rozwiązać metodą kolejnych przybliżeń, sposobem analitycznym lub graficznym.

Tok postępowania przy lokalizacji szybu wydobywczego w obszarze górniczym jest następujący:

1. w poszczególnych partiach obszaru górniczego wyznacza się wielkość zasobów q_1, q_2, q_3, q_4 (rys. 62).
2. wyznacza się współrzędne punktów najmniejszej ilości transportu w poszczególnych partiach $A(x_1y_1)$, $B(x_2y_2)$, $C(x_3y_3)$, $D(x_4y_4)$.

Przyjmując, że szyb wydobywczy założony będzie w punkcie N o nieznanym współrzędnych X i Y , długość dróg transpor-



Rys. 62. Lokalizacja szybu w obrębie obszaru górniczego uskokowanego

towych urobku z poszczególnych punktów skupienia ładunków wyniesie:

$$l_1 = \sqrt{(X - x_1)^2 + (Y - y_1)^2}$$

$$l_2 = \sqrt{(X - x_2)^2 + (Y - y_2)^2} \quad \text{itd.}$$

Ilość transportu w Tkm wyniesie

$$Q = q_1 l_1 + q_2 l_2 + \dots + q_n l_n =$$

$$= \sum_{i=1}^n q_i \cdot \sqrt{(X - x_i)^2 + (Y - y_i)^2} \quad \text{Tkm} \quad (290)$$

Optymalne ze względu na transport miejsce założenia szybu wydobywczego będzie w punkcie N_0 o współrzędnych X_0 i Y_0 , dla których funkcja $Q = f(X, Y)$ osiągnie minimum. Dla wyznaczenia minimum funkcji należy obliczyć pierwszą pochodną względem X i Y oraz sprawdzić czy druga pochodna jest > 0 . Zatem:

$$\frac{\partial Q}{\partial X} = \sum_{i=1}^n q_i \cdot \frac{X - x_i}{\sqrt{(X - x_i)^2 + (Y - y_i)^2}} = \sum_{i=1}^n q_i \cdot \frac{X - x_i}{l_i} = 0 \quad (291)$$

$$\frac{\partial Q}{\partial Y} = \sum_{i=1}^n q_i \cdot \frac{Y - y_i}{\sqrt{(X - x_i)^2 + (Y - y_i)^2}} = \sum_{i=1}^n q_i \cdot \frac{Y - y_i}{l_i} = 0 \quad (292)$$

Z równań (291) i (292) otrzymuje się:

$$X \cdot \sum_{i=1}^n \frac{q_i}{l_i} - \sum_{i=1}^n \frac{q_i \cdot x_i}{l_i} = 0$$

$$Y \cdot \sum_{i=1}^n \frac{q_i}{l_i} - \sum_{i=1}^n \frac{q_i \cdot y_i}{l_i} = 0$$

$$X_0 = \frac{\sum_{i=1}^n \frac{q_i \cdot x_i}{l_i}}{\sum_{i=1}^n \frac{q_i}{l_i}}$$

Oznaczając $\frac{q}{l} = p$

$$X_0 = \frac{\sum_{i=1}^n p_i \cdot x_i}{\sum_{i=1}^n p_i} \quad (293)$$

$$Y_0 = \frac{\sum_1^n p_i \cdot y_i}{\sum p_i} \quad (294)$$

Ponieważ w wyrażeniu $p = \frac{q}{l}$ wielkość l jest nieznana, zadanie może być rozwiązane tylko metodą kolejnych przybliżeń. Dla pierwszego przybliżenia przyjmuje się:

$$l_1 = l_2 = l_3 = \dots l_n = 1, \\ p_1 = q_1; \quad p_2 = q_2; \quad \dots \text{itd.}$$

Wówczas:

$$X = \frac{\sum_1^n q_i x_i}{\sum_1^n q_i}; \quad Y = \frac{\sum_1^n q_i y_i}{\sum_1^n q_i}$$

Wyznaczywszy dla pierwszego przybliżenia współrzędne X i Y , można z kolei dla następnych przybliżeń wyznaczyć współrzędne szybu wydobywczego według wzorów (293) i (294).

Czwarte lub piąte przybliżenie dla praktyki górniczej daje wyniki zadowalające.

Opisany sposób wyznaczania optymalnego położenia szybu jest sposobem analitycznym.

To samo zagadnienie można rozwiązać sposobem wykreślnym. Łatwo zauważyć z wzoru (293) i (294), że współrzędne racjonalnego punktu założenia szybu ze względu na koszty transportu są współrzędnymi środka wektorów równoległych $p_1, p_2, p_3, \dots p_n$, przechodzących przez punkty udostępniania A, B, C, D poszczególnych partii na rozpatrywanym obszarze górniczym.

Ponieważ w wyrażeniu $p = \frac{q}{l}$ wielkość l jest nieznana, zadanie sposobem wykreślnym może być rozwiązane tylko metodą kolejnych przybliżeń.

Dla pierwszego przybliżenia przyjmuje się jak poprzednio:

$$l_1 = l_2 = \dots = l_n \dots = 1$$

oraz

$$p_1 = q_1; \quad p_2 = q_2 \quad \text{itd.}$$

Określiwszy dla dwu prostopadłych do siebie położen równoległych wektorów q_1, q_2 itd. przechodzących przez punkty udo-

stępnienia A, B, C kierunku obu ich wypadkowych za pomocą wieloboków sznurowych, punkt przecięcia się tych wypadkowych wyznaczy miejsce szybu wydobywczego N w pierwszym przybliżeniu (rys. 63).

Następnie odmierzywszy otrzymane wykreślnie wartości l_1 , l_2 , l_3 oblicza się dla drugiego przybliżenia:

$$p'_1 = \frac{q_1}{l_1}; \quad p'_2 = \frac{q_2}{l_2}; \quad p'_3 = \frac{q_3}{l_3}$$

Kreśląc ponownie wieloboki sznurowe, znajduje się położenie szybu wydobywczego N w drugim przybliżeniu. Postępując tak kilkakrotnie można wyznaczyć optymalne współrzędne szybu wydobywczego X_0 i Y_0 ze względu na transport. Wyniki otrzymane w drodze wykreślniej oraz obliczenia zestawia się w tablicy, przy czym celowe jest określenie dla każdego przybliżenia również sumarycznej długości przecznic i ogólnej ilości transportu, by według stopnia ich zmienności można było oceniać celowość przeprowadzania dalszych przybliżeń.

W tablicy 33 podano wzór tablicy do zestawienia pomocniczych obliczeń przy metodzie wykreślniej lokalizacji szybu wydobywczego.

Tablica 33

Wzór do zestawienia pomocniczych obliczeń lokalizacji szybu wydobywczego

Przy- bliże- nie	l_1 km	l_2 km	l_3 km	$q_1 = 15$	$q_2 = 19$	$q_3 = 10$	Suma- ryczna długość przecznic km	Ogólna ilość trans- portu mln Tkm	Pro- cent
				$p_1 = \frac{q_1}{l_1}$	$p_2 = \frac{q_2}{l_2}$	$p_3 = \frac{q_3}{l_3}$			
0	1,0	1,0	1,0	15,0	19,0	10,0	—	—	—
1	2,25	2,10	4,05	6,66	9,05	2,46	8,40	113,850	104,5
2	2,20	1,75	4,35	6,81	10,85	2,30	8,30	109,750	100,7
3	1,95	1,80	4,55	6,15	10,55	2,20	8,30	108,950	100

Odnosnie do określenia najmniejszej ilości robót kamiennych należy stwierdzić, że w przypadku udostępnienia złoża na poziomie według typu szyb-przecznica-pokład, gdy na rozpatrywanym obszarze górniczym zakłada się kilka poziomów wydobywczych (1 ÷ 5), sumaryczna minimalna ilość robót kamiennych jest zawarta w dosyć dużym przedziale (600 ÷ 1000 m). W przedziale tym mieści się prawie zawsze minimum transportu po nachyleniu w złożu. Z tego względu wystarczy wyznaczyć punkt najmniejszej ilości transportu po nachyleniu złoża, który będzie równocześnie określał najmniejszą ilość robót kamiennych.

Mimo że lokalizacja kopalni uzależniona jest głównie od podziemnych warunków górniczych złoża, to przy ostatecznej decyzji lokalizacji szybów wydobywczych i urządzeń powierzchniowych kopalni należy przeanalizować szereg czynników powierzchniowych, które mają wpływ na ostateczny bilans kosztów inwestycyjnych i późniejszych kosztów ruchowych zakładu.

Analiza czynników powierzchniowych powinna obejmować następujące zagadnienia:

1. ukształtowanie terenu i warunki gruntowe,
2. trasy komunikacyjne kopalni i ich połączenia z głównymi trasami państwowymi,
3. zaopatrzenie kopalni w wodę i energię,
4. stosunek budowanej kopalni do innych zakładów przemysłowych, dzielnic mieszkaniowych, z uwzględnieniem istniejących rezerw siły roboczej i potrzeb inwestycyjnych w dziedzinie budownictwa socjalnego.

Ukształtowanie terenu i warunki gruntowe. Najodpowiedniejszym i najbardziej przydatnym terenem pod budowę kopalni jest teren płaski, który zmniejsza do minimum ilość robót ziemnych. Warunek płaskiego terenu jest tym istotniejszy, im większego terenu wymaga kopalnia i im bardziej jest ona związana z wewnętrznym transportem. Transport wewnętrzny szynowy narzuca dopuszczalne spadki od 3 do 20%. Unikanie nadmiernych spadków podyktowane jest również koniecznością lokalizacji na powierzchni kopalni dużych budynków, co w przypadku dużych spadków powoduje dodatkowe koszty i trudności techniczne przy fundamentowaniu.

W każdym poszczególnym przypadku należy liczyć się z pewną ilością robót ziemnych dla zniwelowania terenu. Przy większych spadkach jednak ilość robót ziemnych rośnie tak znacznie, że stanowi poważne obciążenie kosztami budowy kopalni.

Usytuowanie kopalni na większych spadkach jest możliwe przy zastosowaniu sieci transportu wewnętrznego w układzie równoległym do spadku. Stosuje się wówczas tzw. kaskadowy system lokalizacji głównych obiektów kopalnianych.

Przy nowoczesnym budownictwie kopalni (system zblokowany) przeciętny wskaźnik zabudowy powierzchni dla kopalni średniej nie powinien przekraczać $3 \div 4$ ha na 1000 T/dz wydobywania, dla kopalń dużych do 10 000 T/dz wskaźnik ten nie powinien przekraczać 3 ha na 1000 T/dz, a dla kopalń bardzo dużych do 20 000 T/dz, wskaźnik powinien wynosić 2 do 3 ha na 1000 T/dz.

Nośność gruntu nie powinna być mniejsza niż 2 kG/cm². Należy unikać również terenów, na których występują wody za-

skórne, gdyż wtedy zachodzi potrzeba dodatkowego zabezpieczenia fundamentów i sieci rurociągów.

Trasy komunikacyjne kopalni i ich połączenia z głównymi trasami państwowymi. Właściwe nawiązanie do systemu komunikacji zewnętrznej jest również bardzo ważnym elementem lokalizacji kopalni. Zakłady o przewozach rocznych powyżej 50 000 T wymagają obsługi kolejowej. Należy dążyć, by szlak kolejowy kopalni położony był po tej samej stronie co stacja rozrządowa, gdyż wtedy unika się kosztownych skrzyżowań.

Zagadnienie transportu samochodowego sprowadza się do właściwego powiązania z drogami kołowymi komunikacji zewnętrznej. W przypadku istnienia w pobliżu lokalizowanej kopalni spławnych rzek, należy dążyć do ich wykorzystania do dalekich spławów, przewóz wodny jest kilkakrotnie tańszy od transportu kolejowego.

Zaopatrzenie kopalni w wodę i energię. Ilość zużywanej wody przemysłowej i pitnej przez kopalnię zależy od tego, czy kopalnia będzie posiadała płuczkę, stosowała podsadzkę płynną, własną elektrownię i jak wielkie będzie miała wydobywanie. Zapotrzebowanie to najczęściej pokrywa się z pompowanej wody dołowej kopalni lub doprowadza się wodę z okolicznych rzek lub sieci rurociągów państwowych. Pokrycie zapotrzebowania wody przez nową kopalnię powinno być tak rozwiązane, by w czasie eksploatacji było najtańsze. Doprowadzenie energii elektrycznej do kopalni na ogół nie nastęrcza większych trudności. Należy jednak pamiętać o zapewnieniu dwóch niezależnych źródeł dostarczenia energii celem uniknięcia dłuższych przerw w pracy wskutek awarii.

Stosunek budowanej kopalni do innych zakładów przemysłowych i dzielnic mieszkaniowych. W większości przypadków kopalnia jest związana funkcjonalnie z innymi zakładami przemysłowymi i tworzy w powiązaniu z nimi dzielnicę przemysłową. Jeżeli kopalnia wydobywa węgiel koksowniczy, to najczęściej jest ona związana z koksownią, czasem z brykietownią, rzadziej z elektrownią lub innymi zakładami przemysłowymi.

Przez powiązanie kopalni z dzielnicą przemysłową osiąga się możliwość wspólnego użytkowania uzbrojonego terenu, wspólnego korzystania z sieci wodociągowej, kanalizacyjnej, gazowej, telefonicznej, sieci wysokiego napięcia, bocznicy kolejowej, co w sumie poważnie zmniejsza koszty inwestycyjne budowy.

Z kopalnią wiąże się również lokalizacja osiedla mieszkaniowego pracowników kopalni. Osiedle awaryjne buduje się w pobliżu kopalni na 10 do 15% załogi, właściwe osiedle mieszkaniowe natomiast powinno być zlokalizowane najdalej w takiej odległości od kopalni, aby łączny czas stracony na dojazd do pracy

środkami komunikacji komunalnej (wliczając w to czas na dojście i czekanie na środki komunikacji) nie przekraczał 45 min.

Oznacza to, że długość drogi do pracy powinna być dostosowana do realnych w danej miejscowości możliwości zastosowania środków transportu masowego.

Odległość mieszkań od zakładu pracy nie powinna być jednak mniejsza od wymaganej przepisami o pasach izolacyjnych, których szerokość zależy od stopnia uciążliwości i szkodliwości przemysłu dla otoczenia.

Górnictwo węglowe powinno dążyć do tego, by właściwe osiedla mieszkaniowe znajdowały się na obrzeżu niecki węglowej, poza terenami eksploatacji, w zdrowych warunkach klimatycznych oraz by były wyposażone w dostateczną ilość środków usługowych i kulturalnych.

Rozbudowa istniejących osiedli w niecce węglowej jest na ogół nieracjonalna, gdyż pozostawianie większych filarów ochronnych jest ekonomicznie niesłuszne, budowa zaś na zagrożonych robotami górniczymi terenach jest nieopłacalna wskutek dużych kosztów uzbrojenia terenu.

Biorąc pod uwagę omówione pokrótce zagadnienia, na podstawie których należy sporządzić odpowiednie warianty rozwiązań, decyzja lokalizacji kopalni powinna być powzięta na podstawie wariantu najbardziej ekonomicznego.

26. Projektowanie kopalń płytkich

W polskim przemyśle górniczym opracowane zostały wytyczne do projektowania kopalń płytkich i odkrywkowych w zależności od kąta nachylenia pokładów α° , miąższości nadkładu H metrów, grubości pokładu m metrów, zasobów przemysłowych złóż Z_p , T , przy określonym wydobywaniu dziennym W_d , T , nakładach inwestycyjnych K_i zł i czasie budowy T lat.

Tablica 34

Wytyczne do projektowania kopalń płytkich
(według Dymcekiego i Hankego)

Sposób udostępnienia	Kąt nachylenia pokładu	Głębokość zalegania H	Grubość pokładu m	Zasoby przemysłowe Z_p	Wydobycie dzienne W_d	Koszty inwestycyjne $K_i \cdot 10^6$	Okres budowy T
		m	m	tys. T	T/d	zł	lat
Odkrywkowy . . .	$0 \div 10^\circ$	do 10	2,5	150	$200 \div 500$	$5 \div 6$	0,5
Upadową	$5 \div 20^\circ$	do 50	1,5	800	$300 \div 700$	$10 \div 15$	$2 \div 2,5$
Szybkiem	$0 \div 5^\circ$	do 100	1,5	1000	$500 \div 1000$	~ 15	$2 \div 2,5$
	lub powyżej 20°						

Zależności te ujęte zostały w tablicy 34.

Poza tym istnieją normatywy projektowania technicznego kopalń odkrywkowych i upadowych, opracowanych przez Biuro Projektów Górniczych.

27. Harmonogram budowy kopalni

Zakres budowy kopalni obejmuje trzy fazy, a mianowicie:

1. czynności przygotowawcze,
2. wykonanie podstawowego łańcucha budowy:
dostępu do złoża szybami lub upadowymi,
siatki robót udostępniających,
rozcięcia pól wybierania,
budowy urządzeń powierzchni wraz z zespołem energetycznym i komunikacyjnym,
3. rozruch kopalni.

Czas budowy kopalni można określić wzorem

$$T = A + B + C$$

gdzie

T — czas budowy, mies.,

A — okres przygotowawczy, mies.,

B — czas wykonania robót wymienionych w p. 2., mies.,

C — rozruch kopalni, mies.

Charakterystyczną właściwością kopalni węgla, jako obiektu budowlanego, jest różnorodny charakter składających się na nią elementów. Określenie kolejności oraz czasu ich wykonania stanowi najbardziej złożone zadanie projektowania, od prawidłowości którego zależy czas i koszt ukończenia budowy całej kopalni. Analiza i doświadczenia budowy nowych kopalń wykazują, że minimalny termin określa się tempem budowy nie wszystkich obiektów kopalni, lecz tylko tzw. obiektów podstawowego łańcucha budowy kopalni. Do takich podstawowych obiektów zalicza się głębienie przynajmniej dwu szybów oraz wykonanie najdłuższej linii podstawowych wyrobisk poziomych i pochyłych. Tempo wykonania tych obiektów określa termin budowy całej kopalni. Pozostałe elementy powinny być wykonane w czasie budowy obiektów głównych w takiej kolejności i w takich terminach, by zabezpieczyć najwyższe tempo budowy obiektów łańcucha podstawowego.

Czas wykonania czynności przygotowawczych A można obliczyć orientacyjnie z wzoru

$$A = 4 (1 + 0,001 H) \text{ mies.} \quad (295)$$

gdzie H oznacza głębokość szybu, m.

Czas wykonania obiektów podstawowego łańcucha budowy kopalni B obliczać można orientacyjnie z wzorów.

Czas głębienia szybów z przylegającymi do niego podszybiarni właściwymi

$$B_1 = \frac{H - (l + l_1)}{v} + \frac{l_1}{v_1} + \frac{H - l}{v_2} \xi \text{ mies.} \quad (296)$$

gdzie

H — głębokość szybu, m,

l — głębokość głowicy szybu wykonanej w okresie przygotowawczym, m,

l_1 — długość odcinka szybu drążonego *metodami specjalnymi*, m,

v — przyjęta średnia prędkość drążenia szybu sposobem normalnym, m/mies.,

v_1 — przyjęta średnia prędkość drążenia szybu sposobem specjalnym z uwzględnieniem czasu przygotowania, m/mies.,

v_2 — prędkość wznoszenia obudowy ostatecznej, m/mies.,

ξ — współczynnik jednoczesności wykonywania drążenia i obudowy $\xi = 1 - 0,1$.

Czas wykonania najdłuższej linii podstawowych wyrobisk poziomych i pochyłych oblicza się z wzoru

$$B_2 = t_3 + \left(\frac{L_n}{V_n} + \frac{L_m}{V_m} + \frac{L_d}{V_d} \right) K + t_3 \text{ mies.} \quad (297)$$

gdzie

L_n — długość drążonych głównych wyrobisk kamiennych, m,

V_n — prędkość drążenia głównych wyrobisk kamiennych, m/mies.,

L_m — długość drążonych chodników poziomych rozcinających złoże, m,

V_m — prędkość drążenia chodników poziomych w złożu, m/mies.,

L_d — długość drążonych pochylni i upadowych, m,

V_d — prędkość drążenia upadowych i pochylni, m/mies.,

K — współczynnik jednoczesności wykonania wyżej wymienionych wyrobisk (zależy od ilości punktów roboczych, obsady itp.),

t_3 — czas niezbędny na kontrolę, demontaż i usuwanie defektów; przyjmuje się około $1 \div 3$ mies.,

t_2 — czas niezbędny do przebudowy urządzeń wyciągowych, mies.

Czas wykonania obiektów podstawowego łańcucha budowy kopalni określa więc wzór

$$B = B_1 + B_2 \text{ mies.} \quad (298)$$

Obiekty nie wchodzące w skład łańcucha podstawowego nie wpływają na czas budowy kopalni w warunkach przewidzianej kolejności ich wykonania. Kolejność ich budowy powinna uwzględniać:

1. maksymalne wykorzystanie stałych budynków i urządzeń przy budowie kopalni,
2. zabezpieczenie szybkiego rozwinięcia frontu robót i maksymalnych prędkości budowy obiektów łańcucha podstawowego,
3. terminowe zwalnianie terenu i przygotowanie punktów montażu dla obiektów wymagających dłuższej budowy i złożonego montażu,
4. planowy rozwój budowy kopalni według lat.

W celu racjonalnego wykorzystania maszyn i urządzeń nie należy dopuszczać do przedwczesnej budowy obiektów. Okres wykonania robót budowlanych B trwa około $3 \div 5$ lat.

Rozruch doprowadzający kopalnię do 25% zdolności produkcyjnej projektowej (C), trwa w zależności od jej wielkości około $0,5 \div 1,5$ lat.

Dyrektywny harmonogram budowy kopalni o wydobyciu 4000 T/dobę

Biuro Projektów Nowych Kopalń Węgla Kamiennego w Gliwicach opracowało dyrektywny harmonogram budowy kopalni niegazowej o wydobyciu 4000 T/dobę.

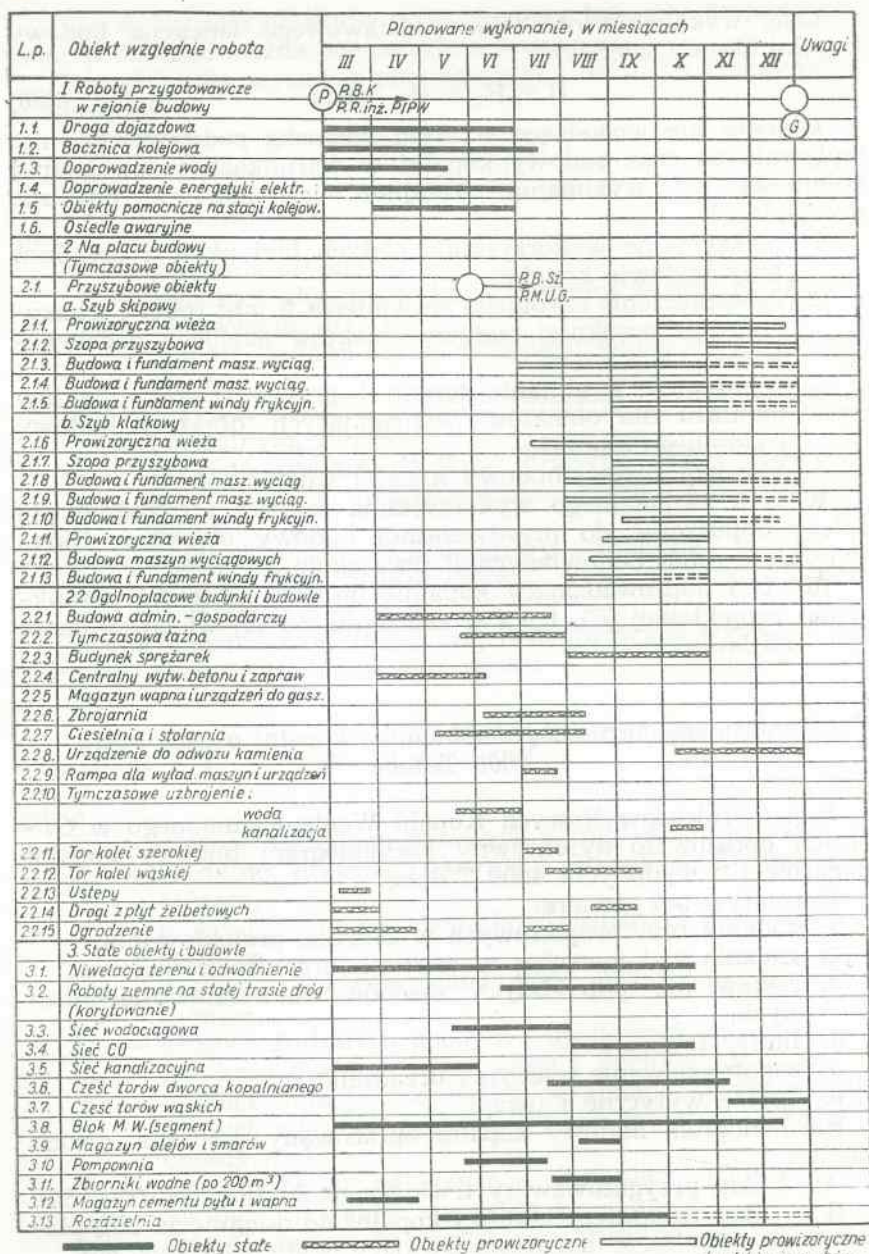
Normatyw ten zawiera:

1. zadania biur projektowych w zakresie projektowania,
2. zadania wykonawców w zakresie organizacji budowy,
3. zestawienie potrzebnych zasobów materiałowo-technicznych,
4. limity finansowe,
5. zapotrzebowanie maszyn i urządzeń,
6. ogólne wytyczne i uwagi.

Harmonogram budowy kopalni opracowany jest dla dwóch etapów:

I — etap przygotowawczy trwający około 10 mies. (rys. 64).

II — etap zasadniczy budowy kopalni do osiągnięcia 25% planowanego wydobycia dziennego trwający około 5 lat (rys. 65).



Rys. 64. Harmonogram budowy kopalni niegazowej o wydobywaniu 4000 T/dz (etap przygotowawczy)

L.p.	Wyszczególnienie	Lata budowy																Uwagi				
		2				3				4				5					6			
		I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV					
		6																				
1	Roboty górnicze																					
1.1.	Głębienie szybu skopowego																					
1.2.	Głębienie szybu klatkowego																					
1.3.	Głębienie szybu 3-go																					
1.4.	Roboty udostępniane poz 350																					
1.5.	Roboty udostępniane poz 500																					
2	Roboty budowlano - montażowe																					
2.1	Wieża szybu skopowego																					
2.2.	Nadszkielet szybu skopowego																					
2.3.	Pomosty																					
2.4.	Budowa masz. wyciąg. (szyb skopowy)																					
2.5.	Wieża szybu klatkowego																					
2.6.	Nadszkielet szybu klatkowego																					
2.7.	Budowa masz. wyciąg. szyp. 2 (klatkowy)																					
2.8.	Wieża szybu wentylacyjnego																					
2.9.	Budowa maszyny wyciągowej																					
2.10.	Budowa wentylatorów																					
2.11.	Budowa sprężarek																					
2.12.	Chłodnia kominowa																					
2.13.	Sortownia																					
2.14.	Plazka																					
2.15.	Obiekt przeróbki mechanicznej																					
2.16.	Kotłownia																					
2.17.	Rozdzielnia																					
2.18.	Blak M-W (Magazyn - Warsztat)																					
2.19.	Blak socjalny A-S																					
2.20.	Budynki administracyjne																					
2.21.	Portiernia																					
2.22.	Dworzec kolejowy																					
2.23.	Uzbrojenie terenu																					
2.24.	Drogi																					
2.25.	Nivelacja terenu																					

Roboty górnicze Roboty budowlano-montażowe Montaż maszyn i urządzeń

Rys. 65. Harmonogram budowy kopalni niegazowej o wydobywaniu 4000 T/dz (etap zasadniczy)

V. TOK PROJEKTOWANIA

Generalny projekt wstępny budowy lub rozbudowy kopalni składa się z dwóch części:

1. koncepcji projektu, opracowanej co najmniej w dwu wariantach,
2. projektu wstępnego opartego na zatwierdzonej koncepcji.

28. Koncepcja projektu

Koncepcyjny projekt kopalni (część górnicza) powinien zawierać następujące punkty:

1. założenia projektowe,
2. ustalenie granic kopalni,
3. charakterystykę geologiczną oraz stan zbadania złoża,
4. wyznaczenie zasobów złoża,
5. wyznaczenie zasobności złoża,
6. określenie czasu istnienia kopalni,
7. określenie natężenia eksploatacji i wielkości wydobycia dziennego,
8. analizę optymalnej wielkości obszaru elementarnego i produkcyjnego,
9. model kopalni,
10. założenie poziomów wydobywczych,
11. lokalizację szybów wydobywczych, zjazdowych i wentylacyjnych,
12. udostępnienie i rozcięcie złoża,
13. wybór i uzasadnienie systemów eksploatacji, sposobu urabiania i odstawy,
14. rozłożenie projektowanego wydobycia na poszczególne pokłady (optymalny front górniczy),
15. wentylację,
16. podszadkę,
17. odwadnianie główne,
18. transport urobku, materiałów i załogi,
19. analizę pracochłonności oraz kosztów inwestycyjnych i ruchowych.

29. Projekt wstępny budowy kopalni

Opracowanie projektu wstępnego budowy kopalni powinno zawierać następujące rozdziały:

I. Warunki geologiczne, obejmujące strukturę i budowę złoża, projektowane roboty poszukiwawczo-rozpoznawcze, wielkość obszaru górniczego i granice eksploatacji, zasoby bilansowe i przemysłowe netto, naturalny dopływ wody.

II. Struktura (model) kopalni. Należy tu podać: zestawienie projektowanych poziomów wydobywczych, wentylacyjnych, podszadzkowych, wodnych oraz wyszczególnienie głównych wyrobisk górniczych wraz z ich kosztami.

III. Eksploatacja złoża. Należy tu podać: wybór systemu eksploatacji, jego charakterystykę, wydobyte z przodków, rozcięcie pokładów, harmonogram wydobywania latami i poziomami, ilość oddziałów produkcyjnych i pomocniczych, obłożenie i wydajność przodkową, oddziałową i ogólną, ilość kamienia wydobywanego na powierzchnię i pozostawionego w oddziałach, mechanizację robót wraz z zestawieniem maszyn, elektryfikację robót wraz z zestawieniem mocy zainstalowanej i szczytowej.

IV. Przewóz dołowy. *Przewóz poziomy*. Należy tu podać: plan dróg przewozowych na projektowanych lub istniejących poziomach wraz z punktami załadowniczymi, dane techniczne projektowanych lub istniejących urządzeń przewozowych (zestawienie), zestawienie urządzeń i ich kosztów.

Przewóz pionowy (ciągnięcie szybami). Należy tu podać zestawienie projektowanych szybów wraz z charakterystyką wyciągów, projekt budowy nowych wyciągów szybowych wraz z koncepcyjnym rozwiązaniem nadszybia, podszybi, obiegu wozów na nadszymbiu i w podszybiach; lokalizację komór na podszybiu i głównego odwadniania; obliczenie wydajności szybów; zestawienie maszyn i urządzeń wraz z kosztami.

V. Przewietrzanie. Należy ustalić zapotrzebowanie powietrza dla projektowanego maksymalnego wydobywania, skontrolować projektowane wyrobiska na prędkości przepływu powietrza, wykonać schematy wentylacyjne — przestrzenne i kanoniczne, obliczyć otwór równoznaczny kopalni oraz depresję wentylatora, zaprojektować tamy wentylacyjne oraz zabezpieczenia przeciwpożarowe, przeciwigazowe, przeciwpylowe, określić parametry wentylatorów, ich lokalizację wraz z kanałami wentylacyjnymi, podać zestawienia urządzeń maszynowych i elektrycznych wraz z kosztami.

VI. Podsadzka. Należy tu podać wydobyte z podsadzką oraz zapotrzebowanie na piasek i wodę, schemat sieci rurociągów od budynku zmywczego do przodków, ustalić wydajność, ilość i śred-

nicę rurociągów w kanale podsadzkowym, w szybie i wyrobiskach dołowych, dokonać wyboru podsadzkowni, orientacyjnie ustalić dowóz materiałów podsadzkowych, podać źródło wody podsadzkowej, podać zestawienie urządzeń mechanicznych, elektrycznych i frakcyjnych z zapotrzebowaniem mocy i kosztami, zestawienie robót budowlanych i inżynierskich ze związanymi z nimi kosztami.

VII. Odwadnianie. Należy tu ustalić przewidywany dopływ wody (naturalny i z podsadzkowni), załączyć schemat projektowanego odwadniania z uwzględnieniem poziomów zbiorników wodnych, osadników pomp i rurociągów, podać lokalizację głównej komory pomp ze zbiornikami i osadnikami wodnymi, usytuować rurociągi w szybach (w przekroju poprzecznym szybu), zaprojektować odprowadzenie wody na powierzchnię, zlokalizować ważniejsze odwadniania pomocnicze, zestawić urządzenia mechaniczne i elektryczne, podać zapotrzebowanie mocy i zestawienie kosztów.

VIII. Powietrze sprężone. Należy tu podać rodzaj i ilość napędów oraz szczytowe zapotrzebowanie energii, zaprojektować sieć rurociągów głównych, sporządzić zestawienie urządzeń mechanicznych i elektrycznych, podać zapotrzebowanie mocy i zestawienie kosztów.

IX. Przeróbka mechaniczna. Należy tu podać wielkość wydobycia (brutto), stopień zanieczyszczenia urobku, analizę chemiczną węgla, schemat techniczno-geologiczno-maszynowy projektowanego zakładu przerobczego wraz z charakterystyką poszczególnych urządzeń, przewidywany skład ziarnowy urobku, zestawienie maszyn i urządzeń, zapotrzebowanie mocy i zestawienie kosztów.

X. Energia elektryczna. Należy tu podać zestawienie zapotrzebowania mocy i energii, projektowaną budowę urządzeń zasilających, schemat sieci wysokiego napięcia na powierzchni i na dole, zestawienie projektowanych robót i urządzeń elektrycznych oraz zestawienie kosztów.

XI. Energia cieplna. Należy tu podać: projektowane zapotrzebowanie ciepła, plan sieci rurociągów doprowadzających ciepłą wodę, zestawienie urządzeń mechanicznych i elektrycznych, zapotrzebowanie mocy i zestawienie kosztów.

XII. Para energetyczna. W rozdziale tym należy podać zapotrzebowanie pary, koncepcję budowy urządzeń kotłowni i elektrowni kopalnianej, obliczenie szczytowego i okresowego zużycia węgla oraz wody przez kotłownię i elektrownię kopalnianą, zestawienie projektowanych urządzeń mechanicznych i elektrycznych, jak również zapotrzebowanie mocy oraz zestawienie kosztów.

XIII. Gospodarka wodna i odprowadzenie ścieków. Należy podać: zapotrzebowanie wody pitnej i przemysłowej, projekt urządzeń wodociągowych, zestawienie ilości wód dołowych i ścieków, projekt urządzeń kanalizacyjnych, zestawienie projektowanych urządzeń, zapotrzebowanie mocy i zestawienie kosztów.

XIV. Przewóz powierzchniowy. Należy tu podać: zestawienie materiałów do przewozu oraz opisowy plan przewozu, projekt budowy bocznicy, stacji kopalnianej, obliczenie przelotności, rodzaj trakcji, rozwiązanie sieci komunikacyjnej kotłowej, zestawienie urządzeń mechanicznych i elektrycznych, zapotrzebowanie mocy i zestawienie kosztów.

XV. Łączność i sygnalizacja. Należy tu zaprojektować: urządzenia telefoniczne (na dole i na powierzchni), dyspozytorskie, alarmowe, zegarowe i przeciwpożarowe, radiofoniczne, podać zestawienie urządzeń i kosztów.

XVI. Warsztaty, magazyny i place składowe. Rozdział zawiera: projekt warsztatów, magazynów karbidu, wapna, cementu, olejów, smarów itp., projekt placu materiałowego, drzewnego i zestawienie kosztów.

XVII. Obiekty BHP. Rozdział zawiera projekty koncepcyjne lampowni, łaźni, stacji ratowniczej, stacji przeciwpożarowej i zestawienie kosztów.

XVIII. Budynki administracyjno-gospodarcze. Rozdział zawiera projekty portierni, znaczkowni, rowerowni, garaży, budynku administracyjnego, cechowni, laboratorium oraz zestawienie kosztów.

XIX. Budownictwo socjalne i bytowe. Rozdział zawiera: projekt żłobków, przedszkoli, szkół, obiektów sportowych i usługowych OZR oraz budynków mieszkalnych.

XX. Plan zagospodarowania powierzchni.

XXI. Zbiorczą zestawienie kosztów budowy kopalni. Sporządza się je na podstawie zestawień nakładów inwestycyjnych, podanych w poszczególnych rozdziałach.

XXII. Wstępny projekt organizacji budowy. Rozdział ten obejmuje harmonogramy robót górniczych, pomieszczeniowych oraz harmonogram finansowania.

XXIII. Analiza techniczno-ekonomiczna.

30. Przykład projektu koncepcyjnego dla kopalni Jacek

Granice projektowanej kopalni Jacek. Granice projektowanej kopalni Jacek (rys. 66 i 67) są następujące:

— od zachodu: obszar Jacek ma z kopalnią W granicę naturalną wzdłuż uskoku W o zrzucie około 120 m,

**Zestawienie otworów badawczych
Pole wschodnie**

Lp.	Pokład nr	Grubość, m			Przyjęta śred- nia długość m
		otwór 4/56	otwór 1/56	szyb Ciszowice	
1	401	1,0	1,1	1,4	—
2	402	1,6	1,0	1,2	—
3	404/1	2,0	1,3	1,3	1,50
4	404/5	—	0,5	—	—
5	405	2,9	2,4	3,40	2,50
6	407/1	1,2	—	1,0	—
7	501	4,60	5,8	6,9	5,0
8	510	10,20	6,9	10,20	9,0

Obliczenie zasoby

Pokład nr	Powierzchnia obszaru km ²	Średnia grubość pokładu m	Zasoby bilansowe T
1	2	3	4
Pole wschodnie			
404/1	3,940	1,50	7 683 000
405	3,950	2,50	12 838 000
405 ¹⁾	3,640	2,00	9 464 000
501	4,590	5,00	29 835 000
510	4,690	9,00	54 873 000
Razem			114 693 000
Pole zachodnie			
404/1	2,800	1,50	5 265 000
405	2,770	2,60	9 363 000
501	5,760	4,85	36 317 000
510	5,660	9,25	68 302 000
Razem			119 247 000

¹⁾ Pokład 405 do wschodniej granicy wyznaczonej dla grupy siodłowej

Zestawienie otworów badawczych
Pole zachodnie

Lp.	Pokład nr	Grubość, m		Przyjęta śred- nia grubość m
		otwór 39/56	otwór Boże Narodzenie	
1	401	2,0	1,8	1,5
2	404/5	—	1,3	—
3	405	2,0	3,2	2,5
4	407/1	—	1,6	—
5	nie zidentyfiko- wany	1,6	—	—
6	501	4,9	4,8	4,85
7	504	—	3,7	—
8	510	11,20	7,3	9,25

Tablica 37

bów kopalni

Współczynnik wykorzystania zasobów					Zasoby przemy- słowe netto T
γ_{11}	γ_{12}	γ_{13}	γ_{14}	γ_{109}	
5	6	7	8	9	10

Jacek I

0,95	0,90	0,83	0,80	0,57	4 379 300
0,95	0,90	0,83	0,80	0,57	7 317 700
0,95	0,90	0,83	0,80	0,57	5 394 500
1,00	0,90	0,60	0,95	0,68	20 287 800
1,00	0,90	0,60	0,95	0,68	37 313 600
Razem					74 692 900

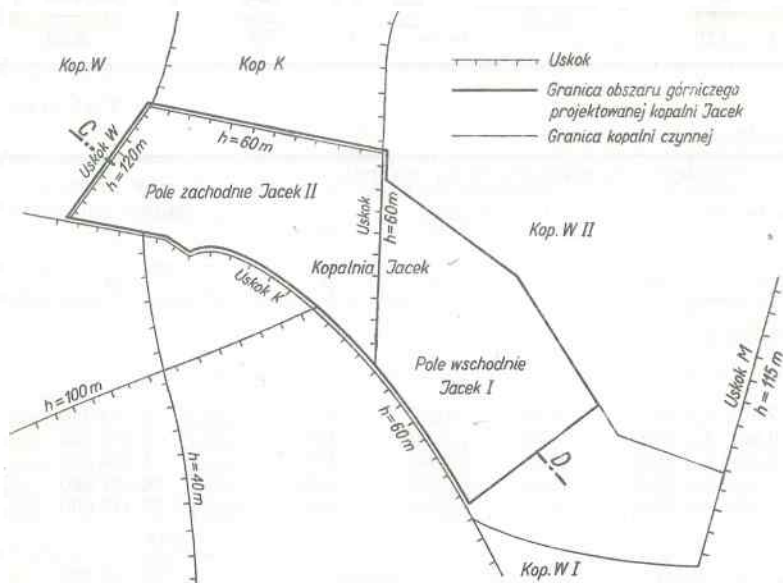
Jacek I

0,95	0,90	0,83	0,80	0,57	3 001 000
0,95	0,90	0,83	0,80	0,57	5 336 900
1,00	0,90	0,80	0,95	0,68	2 469 560
1,00	0,90	0,80	0,95	0,68	46 445 400
Razem					79 478 900

ma grubość 2,5 m, a od tej granicy do uskoku M — 2 m.

od północy: z kopalnią K granica w pokładach grupy 400 przebiega pionowo i równoległe do uskoku południowego w odległości 700 m od szybiku XXIV mierzonej po upadzie w pokładzie 404/5; w pokładach grupy 500 granica przebiega pionowo wzdłuż przecięcia warstwy poziomej 630 z pokładem 501 (tuż obok otworu Boże Narodzenie).

Z kopalni W granica w pokładach grupy 400 biegnie zgodnie z dotychczasową granicą podaną w dokumentacji geologicznej, sporządzonej przez Biuro Dokumentacji Geologicznej w Katowicach, a w pokładach grupy 500 w odległości 550 m na południe od istniejącego chodnika podstawowego w pokładzie 501 na poziomie 550 m.

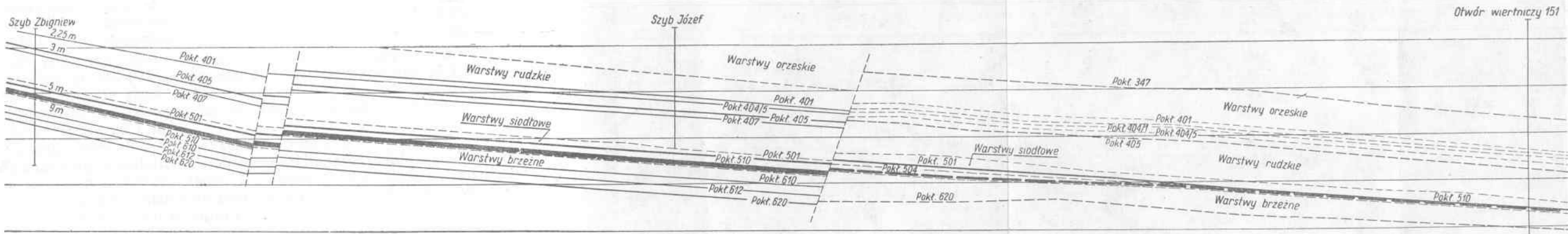


Rys. 66. Obszar górniczy projektowanej kopalni Jacek

Granica ta jest pionowa dla obu pokładów siodłowych (501 i 510).

Od wschodu granica przebiega: w pokładach grupy 400 wzdłuż uskoku M, a w pokładach grupy 500 wzdłuż linii przechodzącej przez punkty o współrzędnych $x = +23,355$ i $x = 21,740$, $y = -13,470$, $x = -15,010$.

Od południa obszar Jacek oddzielony jest uskokiem K o zrzućcie około 60 m.



Rys. 67. Przekrój CD przez obszar górniczy kopalni Jacek

Pokłady, ich charakterystyka oraz stan zbadania złoza. Na obszarze kopalni Jacek można wyróżnić dwie części:

wschodnią — oznaczoną Jacek I.

zachodnią — oznaczoną Jacek II.

Części te są od siebie oddzielone uskokiem F zrzucającym na zachód ($h = 80$ m).

W części wschodniej zakwalifikowano do eksploatacji następujące pokłady:

pokład 404/1	grubości	.	.	.	.	.	.	1,50 m
pokład 405	grubości	.	.	.	.	.	.	2,50 m
pokład 501	grubości	.	.	.	.	.	.	5,00 m
pokład 510	grubości	.	.	.	.	.	.	9,00 m

w części zachodniej

pokład 401	grubości	.	.	.	.	.	.	1,50 m
pokład 405	grubości	.	.	.	.	.	.	2,60 m
pokład 501	grubości	.	.	.	.	.	.	4,85 m
pokład 510	grubości	.	.	.	.	.	.	9,25 m

Grubość pokładów przyjęto na podstawie istniejących wierceń jako średnią arytmetyczną uzyskanych wyników (tablica 35 i 36). Z tablic wynika że złoże jest rozpoznane w sposób niewystarczający i wymaga dodatkowych badań, które są w toku (otwory 2/56, 1/57, 2/57, tablice 35 i 36).

Przekrój przez złoże $C - D$ pokazano na rys. 67.

Wyznaczenie zasobów projektowanej kopalni. Obliczenia zasobów w obrębie obszaru Jacek I i Jacek II dokonano w oparciu o wytypowane pokłady do eksploatacji na tym obszarze. Wyniki obliczeń zestawiono w tablicy 37.

Wyznaczenie zasobności złoza. Zasobność złoza wyliczono w obrębie obszaru Jacek dla pokładów grupy 400 i 500, biorąc pod uwagę tylko pokłady wyznaczone do eksploatacji. Wyniki obliczeń zestawiono w tablicy 38.

Tablica 38

Nazwa partii	Grubość karbonu grupy 400 i 500 m	Sumaryczna grubość pokładów zdalnych do eksploatacji m	Zasobność bilansowa złoza			Sumaryczny współczynnik wykorzystania zasobów η_{dog}	Zasobność użyteczna złoza		
			T/m ³	$\frac{g}{100}$	T/1000 m ³ karbonu		T/m ³	$\frac{g}{100}$	T/1000 m ³ karbonu
Pole wschodnie Jacek I	400	17,75	23,0	4,45	5,80	0,650 ¹⁾	15,0	2,9	3,75
Pole zachodnie Jacek II	450	18,20	23,5	4,00	5,20	0,666 ¹⁾	15,6	2,65	3,45

¹⁾ Liczby te wyliczono jako średnio ważone w stosunku do ilości zasobów w grupie 400 i 500.

Określenie czasu istnienia kopalni, natężenia eksploatacji i wielkości wydobycia dziennego. Okres eksploatacji projektowanej kopalni Jacek przyjmuje się na 75 lat, gdyż okres ten gwarantuje pełne wykorzystanie urządzeń i obiektów kopalnianych. Czas istnienia poziomu przyjęto w granicach $20 \div 30$ lat, średnio około 25 lat, zgodnie z obowiązującymi przepisami dotyczącymi obciążeń amortyzacyjnych urządzeń poziomu.

Dla ustalenia wskaźnika natężenia eksploatacji na obszarze Jacek, obliczono średnią ważoną powierzchnię zalegania pokładów w obrębie obu pól.

Wynosi ona według wzoru

$$P = \frac{P_1 m_1 + P_2 m_2 + P_3 m_3 + P_4 m_4}{m_1 + m_2 + m_3 + m_4}$$

gdzie

$P_1 - P_n$ — powierzchnie pokładów przyjętych do eksploatacji,

$m_1 - m_n$ — średnia grubość pokładów przyjętych do eksploatacji,

dla pola wschodniego Jacek I

$$P_I = \frac{3,94 \cdot 1,5 + 7,59 \cdot 2,26 + 4,59 \cdot 5,0 + 4,69 \cdot 9,0}{1,5 + 2,26 + 5,0 + 9,0} = 4,96 \text{ km}^2$$

a dla pola zachodniego Jacek II

$$P_{II} = \frac{2,70 \cdot 1,5 + 2,77 \cdot 2,6 + 5,76 \cdot 4,85 + 5,68 \cdot 9,25}{1,5 + 2,6 + 4,85 + 9,25} = 5,04 \text{ km}^2$$

Średnia wielkość natężenia eksploatacji:
dla pola wschodniego

$$\varphi_I = \frac{10^6 \cdot z_{u3}}{300 \cdot T_k} = \frac{10^6 \cdot 15}{300 \cdot 75} = 670 \text{ T/km}^2/\text{dobę}$$

dla pola zachodniego

$$\varphi_{II} = \frac{10^6 \cdot 15,6}{300 \cdot 75} = 690 \text{ T/km}^2/\text{dobę}$$

Wielkość wydobycia dziennego powinna wynosić:
z pola wschodniego Jacek I

$$W_{dI} = P_I \cdot \varphi_I = 4,96 \cdot 670 = 3350 \text{ T/dobę}$$

z pola zachodniego Jacek II

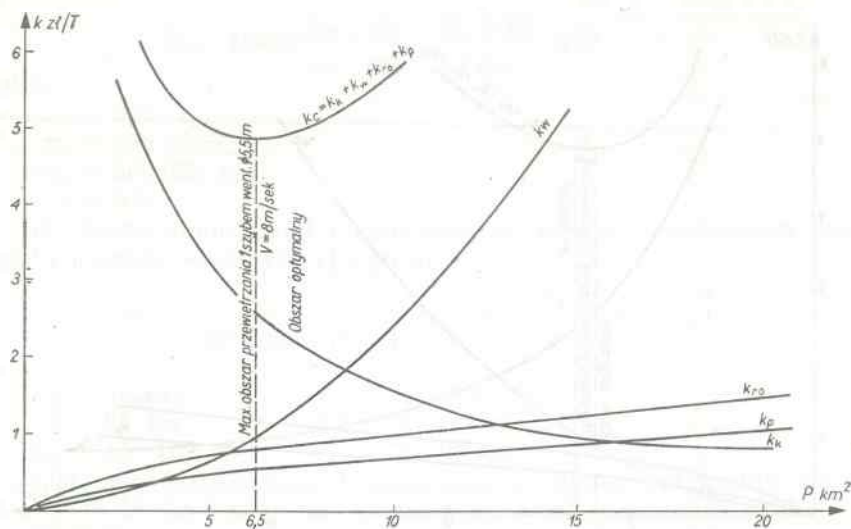
$$W_{dII} = P_{II} \cdot \varphi_{II} = 5,04 \cdot 690 = 3500 \text{ T/dobę}$$

z całego obszaru Jacek:

$$W_d = 3350 + 3500 = 6850 \text{ T/dobę.}$$

W dalszych rozważaniach przyjęto wielkość wydobycia z całego obszaru Jacek 7000 T/dobę.

Analiza optymalnej wielkości elementarnych obszarów kopalni Jacek (pole wschodnie i zachodnie). W podanej metodzie przyjęto następujący model kopalni: Podstawową jednostką kopalnianą jest **obszar elementarny kopalni** obsługiwany jednym zespołem zjazdowo-wentylacyjnym. Przez zespół zjazdowo-wentylacyjny należy rozumieć: szyb zjazdowy, który jest równocześnie szybem wdechowym, szyb wentylacyjno-podszadzkowy oraz związane funkcjonalnie z szybami obiekty podziemne i powierzch-



Rys. 68. Optymalna wielkość elementarnego obszaru kopalni Jacek I

niowe. Obszar elementarny stanowi jednostkę organizacyjno-produkcyjną, która pozwala na racjonalne zaprojektowanie procesu technologicznego produkcji. Obszary elementarne (gdy pozwolą na to warunki) można łączyć w kopalnię zespołową.

Do znalezienia optymalnych wielkości elementarnego obszaru kopalni posłużono się kryterium technicznym i ekonomicznym.

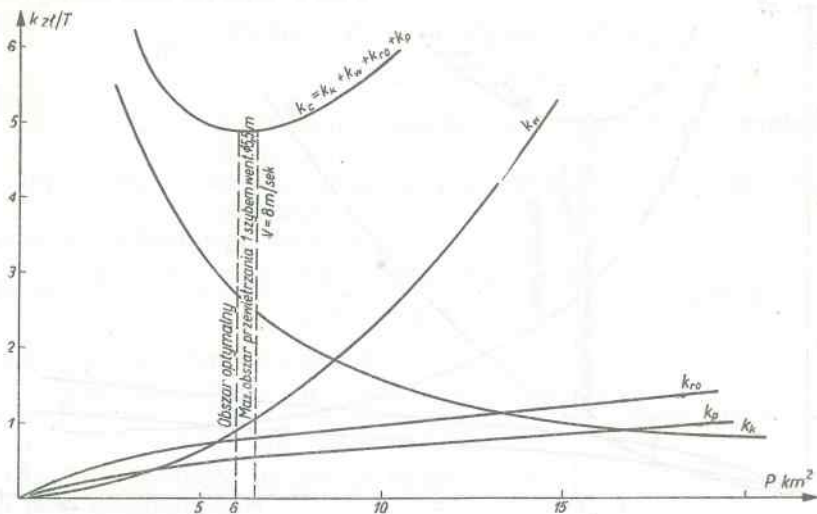
Kryterium techniczne. Maksymalny obszar, który może być prawidłowo przewietrzany jednym szybem wentylacyjnym i prawidłowo oraz ekonomicznie obsługiwany jednym urządzeniem podszadzkowym.

Kryterium ekonomiczne. Polega ono na wyznaczeniu takiego obszaru kopalni, przy którym całkowite obciążenie 1 tony węgla kosztami, zależnymi od wielkości obszaru, będzie najniższe.

Do stanowisk kosztów, zależnych od wielkości obszaru należą:

1. koszt robocizny,
2. koszt wentylacji,
3. koszt podsadzki płynnej,
4. koszt amortyzacji i koszty ruchowe zespołu zjazdowo-wentylacyjnego.

W oparciu o wyprowadzone poprzednio wzory wyznaczono optymalną wielkość elementarnych obszarów dla warunków pola wschodniego i pola zachodniego. Graficzne rozwiązanie przedstawiono na rysunkach 68 i 69.



Rys. 69. Optymalna wielkość elementarnego obszaru kopalni Jacek II

Pole wschodnie Jacek I. Szyb zjazdowy i wentylacyjno-pod-sadzkowy zlokalizowano centralnie w środku pola.

Dane ustalone według metody Bromowicz-Jawień.

a. Przyrost kosztów robocizny k_{ro} zł/T

$$k_{ro} = 1,5 \cdot K_d \cdot C_j \cdot \left[\frac{1}{T - \left(t_{s1} + \frac{1+e}{2 \cdot v \cdot \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P} \right)} - \frac{1}{T - t_{s1}} \right]$$

gdzie

$$t_{s1} = 0,75 \text{ godz}$$

$$C_j = 0,58 \text{ godz/T}$$

$$K_d = 125 \text{ zł/rob.dn. na węglu}$$

b. Koszt wentylacji k_w zł/T

$$k_w = 157 \cdot 10^{-9} \cdot \frac{k_e \cdot P^3 \cdot \varphi^2 \cdot P^2}{A^2 \cdot \eta}$$

gdzie

$$P = 2 \frac{\text{m}^3 \cdot \text{doba}}{\text{min} \cdot \text{tona}}$$

$$\varphi = 700 \text{ T/km}^2/\text{dobę}$$

$$A = 2 \text{ m}^2$$

c. Przyrost kosztów podsadki plynnej k_p

$$k_p = 1000 j \frac{z_p}{z_{u3}} \cdot \frac{r_p}{m_p} \cdot \frac{(1+e)}{4 \sqrt{e}} \cdot \sqrt{P}$$

gdzie

$$z_p = 0.83 \quad z_{u3}$$

$$r_p = 300 \text{ zł/m}$$

$$m_p = 500\,000 \text{ m}^3$$

$$j = 0.8$$

d. Koszt amortyzacji i dodatkowych kosztów ruchowych zespołu zjazdowo-wentylacyjnego k_k

$$k_k = \frac{1}{10^6 \cdot z_{u3} \cdot P} \cdot \left[K_0 + K'_0 \cdot \frac{T_k}{t} + K_3 \cdot T_k \right]$$

gdzie

$$T_k = 75 \text{ lat}$$

$$z_{u3} = 15 \text{ T/m}^2$$

$$t = 25 \text{ lat}$$

$$K'_0 = 8 \cdot 10^6 \text{ zł}$$

$$K_0 = 45 \cdot 10^6 \text{ zł}$$

$$K_3 = 2 \cdot 10^6 \text{ zł}$$

Dla powyższych danych elementarny obszar optymalny wynosi $P = 6,5 \text{ km}^2$ przy obciążeniu tony węgla około 4,88 zł/T.

Średnia ważona powierzchnia pola wschodniego wynosi 4,96 km², a zatem jest mniejsza od optymalnej o 1,5 km². Dla powierzchni 4,96 km² obciążenie wynosi 5,10 zł/T, a zatem nadpłata 0,22 zł/T odbiega nieznacznie od wartości optymalnej. Z powyższego można wnosić, że w polu wschodnim należy założyć zespół zjazdowo-wentylacyjny.

Pole zachodnie Jacek II. Szyb zjazdowy i wentylacyjno-podszkockowy zlokalizowano w środku pola.

Dane

a. $t_{s1} = 0,75 \text{ godz}$

$$C_j = 0,58 \text{ godz/tonę}$$

$$K_d = 125 \text{ zł/rob.dn.}$$

b. $p = 2 \frac{\text{m}^3 \cdot \text{doba}}{\text{min} \cdot \text{tona}}$

$$\varphi = 700 \text{ T/km}^2/\text{dobę}$$

$$A = 2 \text{ m}^2$$

- c. $z_p = 0,9$ z_{u3}
 $r_p = 300$ zł/m
 $m_p = 500\ 000$ m³
- d. $T_k = 75$ lat
 $t_p = 25$ lat
 $K_o = 45 \cdot 10^6$ zł
 $z_{u3} = 15,6$ T/m²

Dla powyższych danych obszar optymalny wynosi: $P = 6,0$ km² przy obciążeniu tony węgla 4,85 zł/T.

Średnia ważona powierzchnia pola zachodniego wynosi 5 km², a zatem jest mniejsza o około 1 km².

Dla powierzchni 5 km² obciążenie wynosi 5 zł/T, a zatem nadpłata 0,15 zł/T odbiega nieznacznie od wielkości optymalnej. Z powyższego można wnosić, że w polu zachodnim należy również założyć zespół zjazdowo-wentylacyjny.

Model projektowanej kopalni na obszarze Jacek. Na podstawie powyższych rozważań proponuje się w obrębie pola wschodniego lokalizację zespołu zjazdowo-wentylacyjnego, składającego się z 2 szybów: szybu zjazdowego (wdechowego), zlokalizowanego w przybliżeniu w środku pola (z uwagi na istniejące osiedle, szyb może być zlokalizowany według przybliżonych współrzędnych: $x = +21\ 600$, $y = -13\ 300$) i szybu wentylacyjno-podszadzkowego, który lepiej jest zlokalizować w górnej części pola wschodniego według przybliżonych współrzędnych $x = +20\ 300$, $y = -12\ 800$, gdyż wtedy korzystniej kształtują się parametry wydajności urządzenia podszadzkowego, jak również łatwiejsze i tańsze będzie podłączenie na powierzchni podszadzkowni z magistralą piaskową. Uzasadnienie celowości lokalizacji szybu podszadzkowego w górnej części pola wschodniego przytoczono w dalszej części niniejszego opracowania.

W obrębie pola zachodniego należy zlokalizować zespół zjazdowo-wentylacyjny w środku pola według przybliżonych współrzędnych: $x = +19\ 770$, $y = -11\ 180$. Dla zabezpieczenia pewności ruchu ze względu na podszadzkę płynną i prawidłowe przewietrzanie robót wybierkowych, szczególnie w pokładach skłonnych do samozapalenia (405, 501, 510), oraz możliwość uzyskania jak najdłuższego efektywnego czasu pracy załogi, taki rozkład szybów zjazdowych i wentylacyjno-podszadzkowych jest najsluszniejszy.

Szyb wydobywczy (jeden, ewentualnie dwa) ze względu na optymalne warunki górnicze pola wschodniego i zachodniego powinien być zlokalizowany według współrzędnych $x = +20\ 920$, $y = -12\ 300$.

Szczegółowe obliczenia współrzędnych dla szybów wydobywczych przedstawiono niżej.

Koncepcja budowy, zasadnicze założenia struktury projektowanej kopalni na obszarze Jacek oraz ustalenie poziomów wydobywczych. Po analizie warunków geologiczno-górnich i technicznych na obszarze kopalni Jacek koncepcję budowy kopalni na tym obszarze rozwiązano następująco:

Obszar rozpatrywany będzie jako jeden obszar produkcyjny kopalni, obsługiwany jednym zespołem wydobywczo-przeróbczym z dwoma obszarami elementarnymi:

1. polem wschodnim,
2. polem zachodnim.

Obszary elementarne mają odrębną wentylację oraz samodzielny ruch dołowy i powierzchniowy (z wyłączeniem ciągnięcia urobku i przeróbki mechanicznej węgla).

Przy takim rozwiązaniu struktury kopalni niektóre elementy procesu technologicznego na powierzchni mogą być wspólne dla obu obszarów elementarnych, a mianowicie:

1. administracja zakładu,
2. warsztaty elektromechaniczne, stolarskie i pomocnicze),
3. oddział budowlany,
4. impregnacja drewna,
5. laboratorium,
6. transport samochodowy,
7. główne maszyny,
8. straż przemysłowa i przeciwpożarowa.

Poza tym rozwiązanie takie daje możliwość redukcji:

1. komór pomp głównego odwadniania (3 zamiast 6),
2. podszybi wydobywczych (4 zamiast 6), przy czym 2 podszybia będą wykorzystane maksymalnie około 50 lat).

Redukcje te umożliwiają osiągnięcie wydajności ogólnej powyżej 2 T/rob.dn, obniżenie nakładów inwestycyjnych oraz kosztów ruchowych, obciążających tonę wydobywanego węgla.

W odniesieniu do warunków geologiczno-górnich pola wschodniego i zachodniego dla pokładów grupy 400 i 500 zaprojektowano następujący sposób udostępnienia:

poszczególne pokłady na poziomie wydobywczym udostępnia się za pomocą głównego przekopu kierunkowego, prowadzonego równolegle do rozciągłości pokładów w skale płonnej w dwie strony ku przeciwnym skrzydłom kopalni; z głównego przekopu kierunkowego w pewnej od siebie odległości drążone są przekopy polowe, które mają kierunek prostopadły do rozciągłości pokładów; w miejscu przecięcia się przekopu polowego z każdym pokładem drążone są główne chodniki podstawowe w węglu; przy pokładach o małym nachyleniu i skłonnych do samozapalenia (obszar Jacek II) poszczególne pokłady udostępnia się z przekopów polowych za pomocą szybków.

- c. $z_p = 0,9 z_{u3}$
 $r_p = 300 \text{ zł/m}$
 $m_p = 500\,000 \text{ m}^3$
d. $T_k = 75 \text{ lat}$
 $t_p = 25 \text{ lat}$
 $K_o = 45 \cdot 10^6 \text{ zł}$
 $z_{u3} = 15,6 \text{ T/m}^2$

Dla powyższych danych obszar optymalny wynosi: $P = 6,0 \text{ km}^2$ przy obciążeniu tony węgla $4,85 \text{ zł/T}$.

Średnia ważona powierzchnia pola zachodniego wynosi 5 km^2 , a zatem jest mniejsza o około 1 km^2 .

Dla powierzchni 5 km^2 obciążenie wynosi 5 zł/T , a zatem nadpłata $0,15 \text{ zł/T}$ odbiega nieznacznie od wielkości optymalnej. Z powyższego można wnosić, że w polu zachodnim należy również założyć zespół zjazdowo-wentylacyjny.

Model projektowanej kopalni na obszarze Jacek. Na podstawie powyższych rozważań proponuje się w obrębie pola wschodniego lokalizację zespołu zjazdowo-wentylacyjnego, składającego się z 2 szybów: szybu zjazdowego (wdechowego), zlokalizowanego w przybliżeniu w środku pola (z uwagi na istniejące osiedle, szyb może być zlokalizowany według przybliżonych współrzędnych: $x = +21\,600$, $y = -13\,300$) i szybu wentylacyjno-podszadzkowego, który lepiej jest zlokalizować w górnej części pola wschodniego według przybliżonych współrzędnych $x = +20\,300$, $y = -12\,800$, gdyż wtedy korzystniej kształtują się parametry wydajności urządzenia podszadzkowego, jak również łatwiejsze i tańsze będzie podłączenie na powierzchni podszadzkowni z magistralą piaskową. Uzasadnienie celowości lokalizacji szybu podszadzkowego w górnej części pola wschodniego przytoczono w dalszej części niniejszego opracowania.

W obrębie pola zachodniego należy zlokalizować zespół zjazdowo-wentylacyjny w środku pola według przybliżonych współrzędnych: $x = +19\,770$, $y = -11\,180$. Dla zabezpieczenia pewności ruchu ze względu na podszadzkę płynną i prawidłowe przewietrzanie robót wybierkowych, szczególnie w pokładach skłonnych do samozapalenia (405, 501, 510), oraz możliwość uzyskania jak najdłuższego efektywnego czasu pracy załogi, taki rozkład szybów zjazdowych i wentylacyjno-podszadzkowych jest najsluszniejszy.

Szyb wydobywczy (jeden, ewentualnie dwa) ze względu na optymalne warunki górnicze pola wschodniego i zachodniego powinien być zlokalizowany według współrzędnych $x = +20\,920$, $y = -12\,300$.

Szczegółowe obliczenia współrzędnych dla szybów wydobywczych przedstawiono niżej.

Koncepcja budowy, zasadnicze założenia struktury projektowanej kopalni na obszarze Jacek oraz ustalenie poziomów wydobywczych. Po analizie warunków geologiczno-górnich i technicznych na obszarze kopalni Jacek koncepcję budowy kopalni na tym obszarze rozwiązano następująco:

Obszar rozpatrywany będzie jako jeden obszar produkcyjny kopalni, obsługiwany jednym zespołem wydobywczo-przeróbczym z dwoma obszarami elementarnymi:

1. polem wschodnim,
2. polem zachodnim.

Obszary elementarne mają odrębną wentylację oraz samodzielny ruch dołowy i powierzchniowy (z wyłączeniem ciągnięcia urobku i przeróbki mechanicznej węgla).

Przy takim rozwiązaniu struktury kopalni niektóre elementy procesu technologicznego na powierzchni mogą być wspólne dla obu obszarów elementarnych, a mianowicie:

1. administracja zakładu,
2. warsztaty elektromechaniczne, stolarskie i pomocnicze),
3. oddział budowlany,
4. impregnacja drewna,
5. laboratorium,
6. transport samochodowy,
7. główne maszyny,
8. straż przemysłowa i przeciwpożarowa.

Poza tym rozwiązanie takie daje możliwość redukcji:

1. komór pomp głównego odwadniania (3 zamiast 6),
2. podszybi wydobywczych (4 zamiast 6), przy czym 2 podszybia będą wykorzystane maksymalnie około 50 lat).

Redukcje te umożliwiają osiągnięcie wydajności ogólnej powyżej 2 T/rob.dn, obniżenie nakładów inwestycyjnych oraz kosztów ruchomych, obciążających tonę wydobywanego węgla.

W odniesieniu do warunków geologiczno-górnich pola wschodniego i zachodniego dla pokładów grupy 400 i 500 zaprojektowano następujący sposób udostępnienia:

poszczególne pokłady na poziomie wydobywczym udostępnia się za pomocą głównego przekopu kierunkowego, prowadzonego równolegle do rozciągłości pokładów w skale płonnej w dwie strony ku przeciwnym skrzydlom kopalni; z głównego przekopu kierunkowego w pewnej odległości drążone są przekopy polowe, które mają kierunek prostopadły do rozciągłości pokładów; w miejscu przecięcia się przekopu polowego z każdym pokładem drążone są główne chodniki podstawowe w węglu; przy pokładach o małym nachyleniu i skłonnych do samozapalenia (obszar Jacek II) poszczególne pokłady udostępnia się z przekopów polowych za pomocą szybików.

Taki typ udostępniania złoży w poziomie przede wszystkim nadaje się dla kopalń głębokich (a taką jest właśnie kopalnia Jacek), gdzie ze względu na duże ciśnienie, utrzymanie długich chodników w pokładach staje się czynnością pracochłonną i kosztowną. W takich warunkach przekop kierunkowy wydrążony w skałach wytrzymałych nie wymaga dużych nakładów na jego utrzymanie oraz amortyzuje się w niewielu latach, dając bez porównania większe bezpieczeństwo i pewność ruchu.

Istnieją również inne zalety tego sposobu rozcięcia poziomu, nie związane z głębokością, jak możliwość utworzenia większej ilości *niezależnych frontów górniczych*, łatwiejsza izolacja wentylacyjna pól wybierania, eliminacja możliwości pożarów w drogach transportowych oraz łatwiejsza organizacja transportu i ruchu w poziomie, co w sumie wskazuje na ten sposób udostępnienia złoży, jako najbardziej racjonalny przy obecnym stanie techniki i wiedzy górniczej.

Założenie poziomów. Podziału złoży w kierunku pionowym na poziomy w polach wschodnim i zachodnim dokonano na podstawie sporządzonych wykresów głębinowych zasobów (rys. 70 i 71).

Przy projektowaniu założenia poziomów w złożu kierowano się następującymi wytycznymi:

1. projektowane wydobywanie dzienne powinno być osiągnięte z jednego poziomu,
2. zasoby udostępnione poziomem powinny zabezpieczyć czas trwania poziomu na okres 20 lat,
3. wysokość poziomu nie powinna przekraczać 200 m,
4. czas trwania kopalni — 75 lat.

Dla podanych założeń wyznaczono z wykresu głębinowego zasobów koty założenia poszczególnych poziomów wydobywczych: zestawienie podano w tablicy 39.

Tablica 39

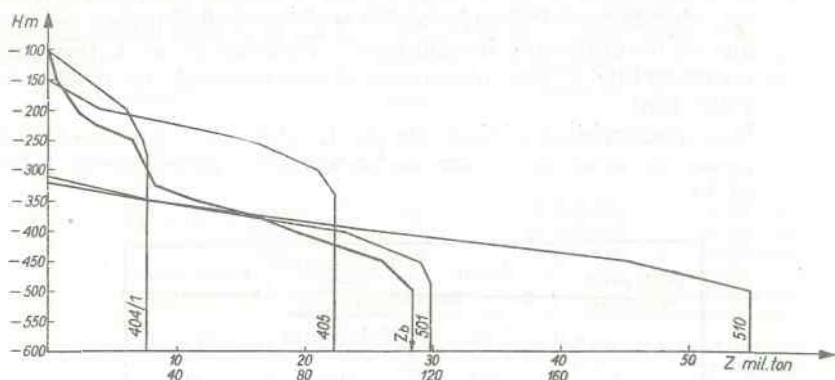
Poziom	Pole wschodnie Jacek I m	Pole zachodnie Jacek II m
I	310	435
II	395	497,5
III	500	600

Tablica 40

Poziom	Pole wschodnie Jacek I m	Pole zachodnie Jacek II m
I	310	430
II	430	505
III	505	590

Koty poziomów II i III pola wschodniego są zbliżone do kot poziomów I i II pola zachodniego. Ze względu na projektowanie wspólnego zespołu wydobywczo-przeróbczego dla obu obszarów

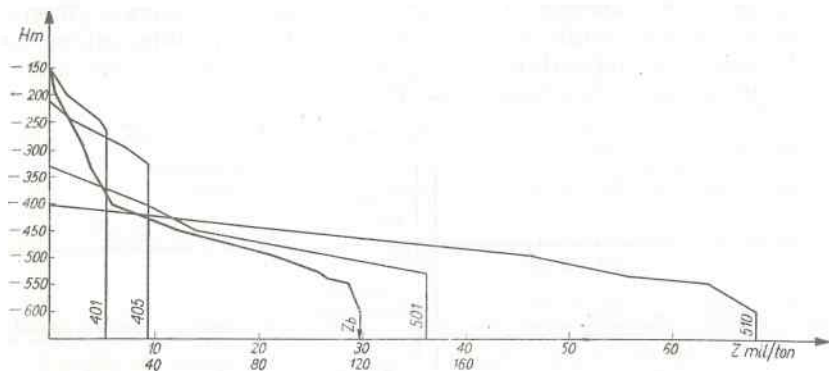
elementarnych postanowiono założyć poziom II i III pola wschodniego oraz poziom I i II pola zachodniego na jednakowej głębokości.



Rys. 70. Wykres głębiny zasobów bilansowych w obrębie pola Jacek I

Ostatecznie przyjęto koty założenia poziomów wydobywczych uwidocznione w tablicy 40.

Schemat położenia poziomów i współpracy w okresie trwania obszarów elementarnych przedstawiono na rysunku 72. Podane



Rys. 71. Wykres głębiny zasobów bilansowych w obrębie pola Jacek II

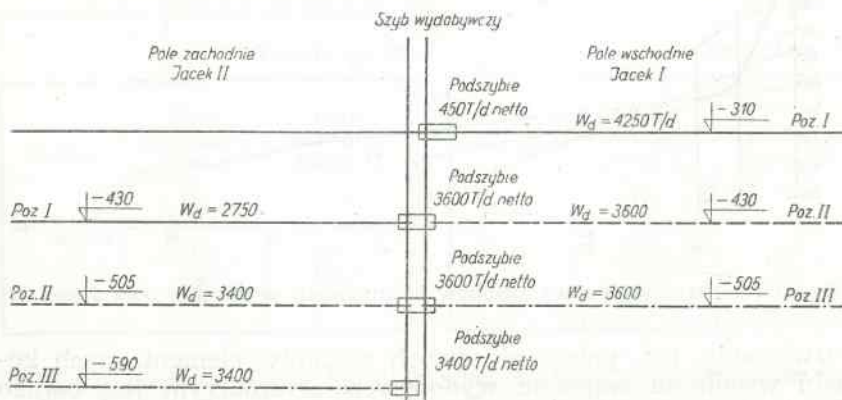
rozwiązanie, tzn. połączenie dwóch obszarów elementarnych kopalń wspólnym zespołem wydobywczo-przeróbczym jest bardzo ekonomiczne oraz korzystne pod względem technicznym i ruchowym, gdyż:

1. zapewnia samodzielny odrębny ruch w poziomach wydobywczych i wentylacyjnych pola wschodniego i zachodniego,
2. wydobywanie urobku odbywa się z dwóch poziomów dwoma niezależnymi urządzeniami wyciągowymi (przez co unika się nadmiernej koncentracji wydobywania w 1 poziomie i podszybiu z obu obszarów elementarnych w wysokości 7000 T/d);
3. ilość podszybi zmniejsza się do 4; wielkość i przepustowość podszybi oraz okres ich wykorzystania przedstawia tablica 41.

Tablica 41

Podszybie poziom	Kota podszybia m	Przepustowość podszybia T/dz netto	Czas wykorzystania lata
I	310	4250	20
II	430	3600	50
III	505	3600	55
IV	590	3400	27

4. komory głównego odwadniania będą umieszczone w poziomach: 310, 505, 590 m, przy szybie wydobywczym. System odwadniania jest wspólny dla obu obszarów elementarnych. Pozwala to na zmniejszenie ilości komór głównego odwadniania do 3 w porównaniu z rozwiązaniem oddzielnym, odwadniania dla każdego obszaru (ilość komór głównego odwadniania — 6).



Rys. 72. Schemat pionowy rozmieszczenia poziomów

Zestawienie zasobów dla poszczególnych poziomów wydobywczych pola wschodniego Jacek I i pola zachodniego Jacek II w poszczególnych pokładach podano w tablicy 42.

Tablica 42

Zestawienie zasobów dla poszczególnych poziomów

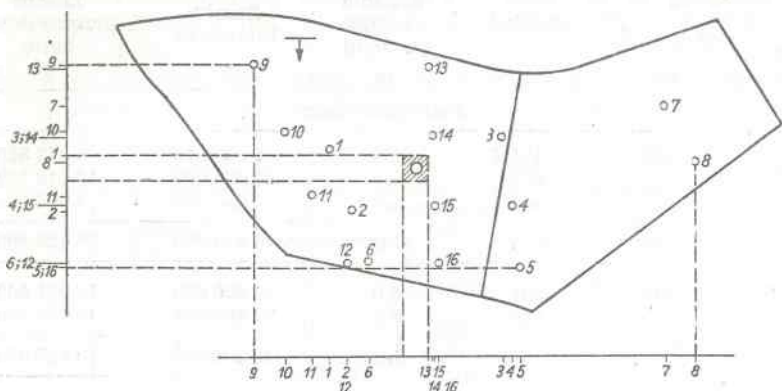
Poziom		Pokład	Średnia grubość pokładu	Zasoby bilansowe	Zasoby przemysłowe netto
nr	głębokość				
	m				
γ					
m					
T					
T					
Pole wschodnie					
I	310	404/1	1,5	7 683 000	4 379 300
		405	2,5	31 665 000	18 048 100
		401	1,5	5 265 000	3 001 000
Razem				44 615 000	25 428 400
II	— 430	501	5,0	14 800 000	10 064 000
		510	9,0	27 400 000	18 632 000
		Razem			
III	— 505	501	5,0	15 035 000	10 223 800
		510	9,0	27 473 000	18 671 600
		Razem			
Pole zachodnie					
I	— 430	501	4,85	12 100 000	2 228 000
		510	9,25	13 950 000	9 486 000
		Razem			
II	— 505	501	4,85	17 510 000	11 906 800
		510	9,25	21 835 000	14 847 800
		Razem			
III	— 590	501	4,85	6 705 000	4 559 400
		510	9,25	32 505 000	22 103 400
		Razem			

Uwaga: Z uwagi na specyficzne zaleganie pokładów grupy 400 oraz niewielką liczbę zasobów w tych pokładach, do ich eksploatacji założono jeden poziom — 310, a zasoby pola zachodniego wliczono do zasobów I poziomu pola wschodniego.

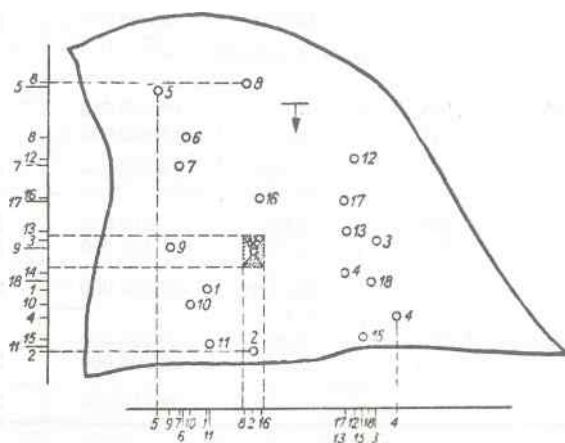
Lokalizacja szybów wydobywczych w obrębie pól wschodniego i zachodniego przy uwzględnieniu optymalnych warunków górniczych. Lokalizację szybów wydobywczych przeprowadzono w oparciu o wyznaczone minimum transportu po nachyleniu

i rozciągłości złoża, odrębnie dla pola wschodniego i pola zachodniego.

Za punkty skupienia ładunków przyjęto miejsca udostępnienia poszczególnych pokładów szybikami bądź przekopami poziomymi (rys. 73, tabl. 43, 44 i rys. 74, tabl. 45, 46), przypisując im



Rys. 73. Punkty skupienia ładunków w polu wschodnim Jacek I



Rys. 74. Punkty skupienia ładunków w polu zachodnim Jacek II

obliczoną ilość zasobów, którą należy transportować z danego punktu do szybu wydobywczego. Minimum transportu po rozciągłości i po nachyleniu złoża rozwiązano metodą analityczno-wykreślną.

Tablica 43

Ilość transportu po rozciągłości złoza w polu wschodnim
(do rys. 73)

Lp.	Punkt skupienia	Zasoby do przewiezienia mln T	Odległość km		Ilość transportu mln T/km	
			do punktu 9	do punktu 8	do punktu 9	do punktu 8
1	2	3	4	5	6	7
1	9	8,80	0,00	3,53	0,00	31,06
2	10	9,45	0,23	3,29	2,17	31,09
3	11	7,5	0,45	3,08	3,38	23,10
4	1	3,67	0,58	2,95	2,13	10,83
5	2,12	8,81	0,73	2,80	6,43	24,67
6	6	2,05	0,92	2,61	1,89	5,56
7	13	4,01	1,37	2,14	5,40	8,56
8	14	9,85	1,41	2,11	13,89	20,76
9	15	7,30	1,43	2,09	10,44	15,26
10	16	9,00	1,46	2,06	13,14	18,54
11	2	2,89	1,97	1,55	5,70	4,48
12	4	2,28	2,05	1,46	4,67	3,33
13	5	2,63	2,13	1,41	5,60	3,70
14	7	2,05	3,28	0,25	6,72	0,50
15	8	2,15	3,53	0,00	7,59	0,00

Tablica 44

Ilość transportu po nachyleniu złoza w polu wschodnim
(do rys. 73)

Lp.	Punkt skupienia	Zasoby do przewiezienia mln T	Odległość km		Ilość transportu mln T/km	
			do punktu 9	do punktu 16,5	do punktu 9	do punktu 16,5
1	9	8,80	0,00	1,56	0,00	13,6
2	13	4,01	0,03	1,54	0,12	6,3
3	7	2,05	0,31	1,26	0,63	2,6
4	10	9,45	0,50	1,05	4,60	10,00
5	14,3	12,74	0,55	1,00	7,00	12,74
6	1	3,67	0,68	0,88	2,55	3,20
7	8	2,15	0,75	0,83	1,61	1,78
8	11	7,50	1,01	0,56	7,60	4,20
9	4,15	9,58	1,07	0,50	10,23	4,80
10	2	2,76	1,12	0,45	3,10	1,24
11	12,6	8,10	1,53	0,05	12,40	0,4
12	16,5	11,63	1,56	0,00	18,00	0,00

Tablica 45

Ilość transportu po rozciągłości złoża w polu zachodnim (do rys. 74)

Lp.	Punkt skupienia	Zasoby do przewiezienia mln T	Odległość km		Ilość transportu mln T/km	
			do punktu 5	do punktu 4	do punktu 5	do punktu 4
1	5	6,88	0,00	1,68		11,56
2	9	1,97	0,09	1,59	0,18	3,13
3	7	7,70	0,17	1,51	1,31	11,63
4	6	2,24	0,19	1,49	0,43	3,34
5	10	9,54	0,24	1,44	2,29	13,74
6	1	2,56	0,36	1,32	0,92	3,38
7	11	6,425	0,38	1,30	2,44	8,35
8	8	7,88	0,64	1,04	5,04	8,19
9	2	2,09	0,66	1,02	1,38	2,13
10	16	2,88	0,72	0,96	2,07	2,76
11	17, 13, 14	8,60	1,31	0,37	11,27	3,18
12	12	6,32	1,37	0,31	3,66	1,96
13	15	7,58	1,43	0,25	10,84	1,89
14	18	8,06	1,47	0,21	11,85	1,69
15	3	2,15	1,53	0,15	3,29	0,32
16	4	3,60	1,68	0,00	6,05	—

Tablica 46

Ilość transportu po nachyleniu złoża w polu zachodnim (do rys. 74)

Lp.	Punkt skupienia	Zasoby do przewiezienia mln T	Odległość km		Ilość transportu mln T/km	
			do punktu 8	do punktu 2	do punktu 8	do punktu 2
1	8	7,88	0,00	1,75		13,79
2	5	6,88	0,01	1,74	0,07	11,97
3	6	2,24	0,36	1,39	0,81	3,11
4	12	6,32	0,47	1,28	2,97	8,09
5	7	7,70	0,51	1,24	3,53	9,55
6	16, 17	5,84	0,74	1,01	4,32	5,90
7	13	3,40	0,97	0,78	3,30	2,65
8	3	2,15	1,03	0,72	2,21	1,55
9	9	1,97	1,07	0,68	2,11	1,34
10	14	2,24	1,24	0,51	2,78	1,14
11	18	8,06	1,29	0,46	10,40	3,71
12	1	2,56	1,37	0,38	3,51	0,97
13	10	9,54	1,46	0,29	13,93	2,77
14	4	3,60	1,55	0,20	5,58	0,72
15	15	7,58	1,69	0,06	12,81	0,45
16	11	6,42	1,73	0,02	11,11	0,13
17	2	2,09	1,75	0,00	3,66	—

Lokalizację szybu wydobywczego dla obu pól (wschodniego i zachodniego) przeprowadzono metodą kolejnych przybliżeń sposobem wykreślnym.

Znaleziony punkt odpowiadający minimum transportu po rozciągłości i po nachyleniu złoża dla obszaru Jacek I (rys. 75 i 76) ma współrzędne:

$$x = + 21\ 900$$

$$y = - 13\ 500$$

W przypadku samodzielnej kopalni na obszarze wschodnim w obrębie powyższych współrzędnych należałoby zlokalizować szyb wydobywczy ze względu na optymalne parametry dołowe.

Znaleziony punkt odpowiadający minimum transportu po rozciągłości i po nachyleniu złoża dla obszaru Jacek II (rys. 77 i 78) ma współrzędne:

$$x = + 20\ 000$$

$$y = - 11\ 080$$

W przypadku samodzielnej kopalni założonej na zachodnim obszarze elementarnym, należałoby zlokalizować szyb wydobywczy w obrębie powyższych współrzędnych, ze względu na optymalne parametry dołowe.

Wspólny szyb wydobywczy dla pola wschodniego i zachodniego. Optymalne położenie wspólnego bądź wspólnych szybów wydobywczych ze względu na minimum transportu zasobów z obu pól wschodniego i zachodniego wyznaczono metodą kolejnych przybliżeń.

Zasoby pola wschodniego w ilości około 83 mln T oraz pola zachodniego w ilości około 86,5 mln T skupiono w punktach odpowiadających minimum transportu dla tych pól. Następnie znaleziono punkt, w którym ilość transportu z obu obszarów jest najmniejsza.

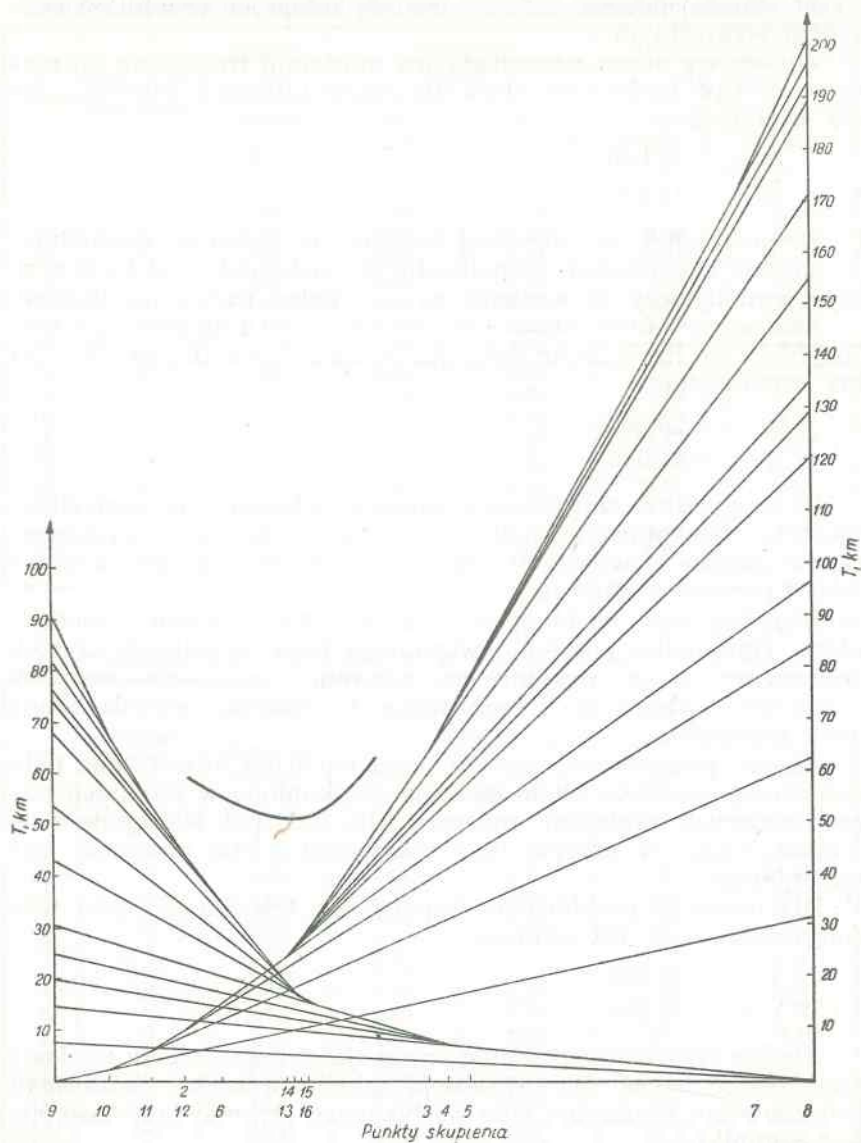
Dla trzeciego przybliżenia współrzędne wspólnego szybu wydobywczego (rys. 79) wynoszą:

$$x = + 20\ 920$$

$$y = - 12\ 300$$

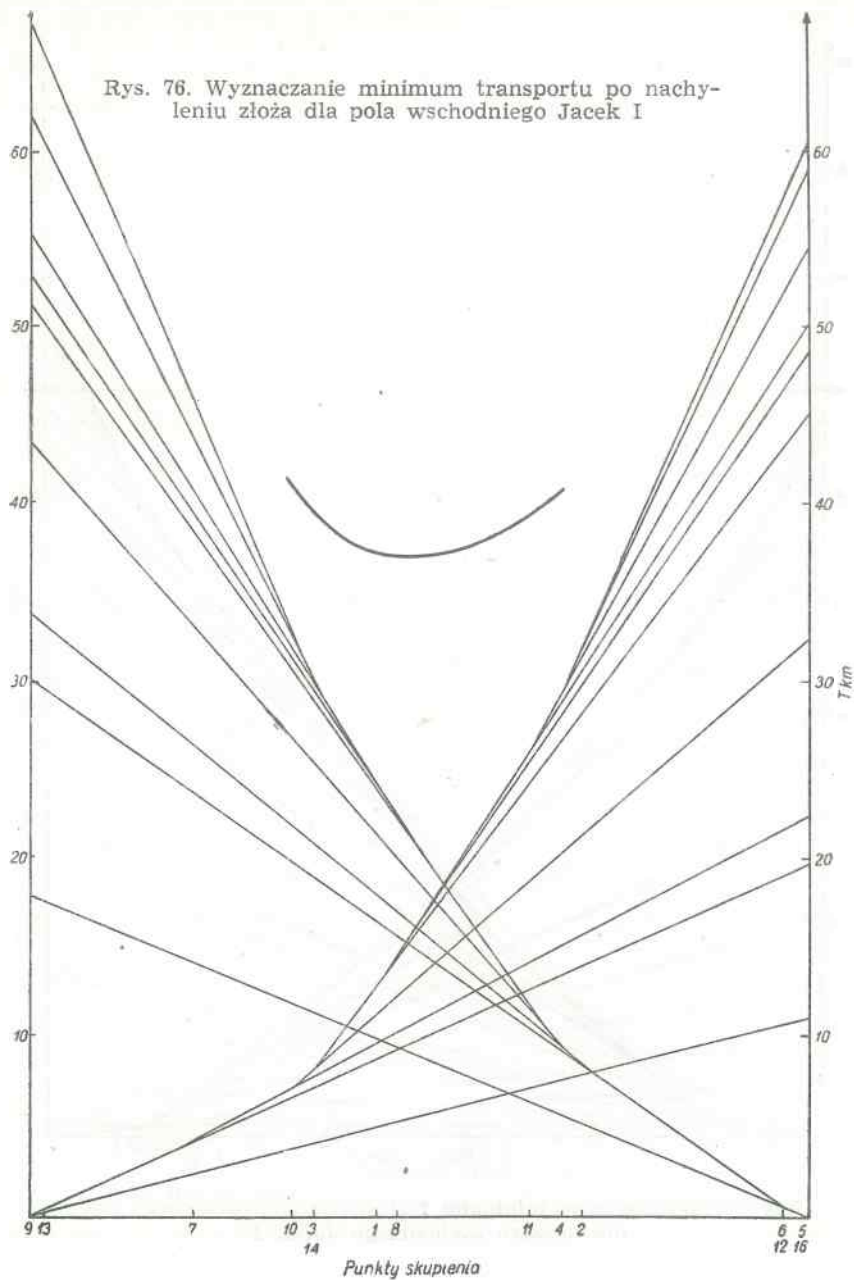
Analiza celowości zgłębienia szybu zjazdowego w polu wschodnim kopalni Jacek. Za celowością zgłębienia szybu zjazdowego (wdechowego) w obrębie pola wschodniego przemawiają następujące czynniki:

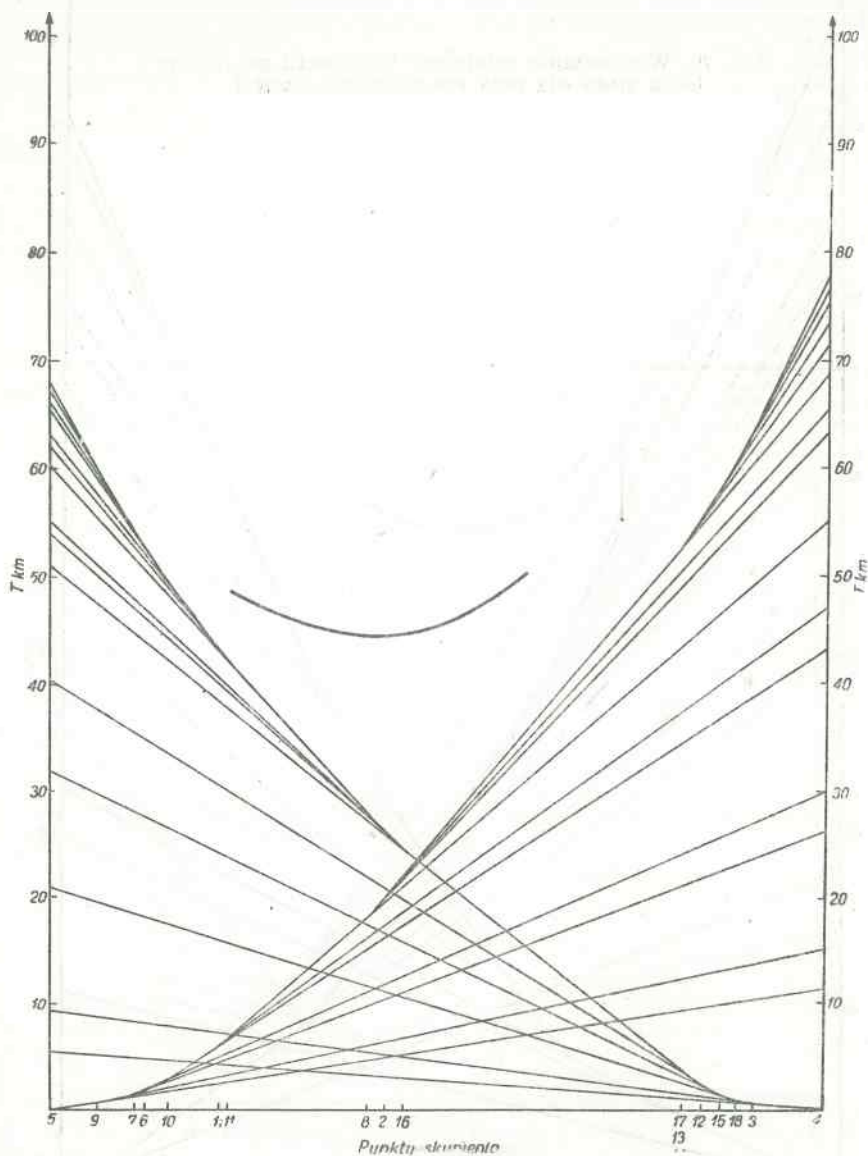
1. uzyskanie niezależnego systemu przewietrzania w polu,
2. większe bezpieczeństwo i pewność ruchu,
3. znaczne skrócenie dróg wentylacyjnych.



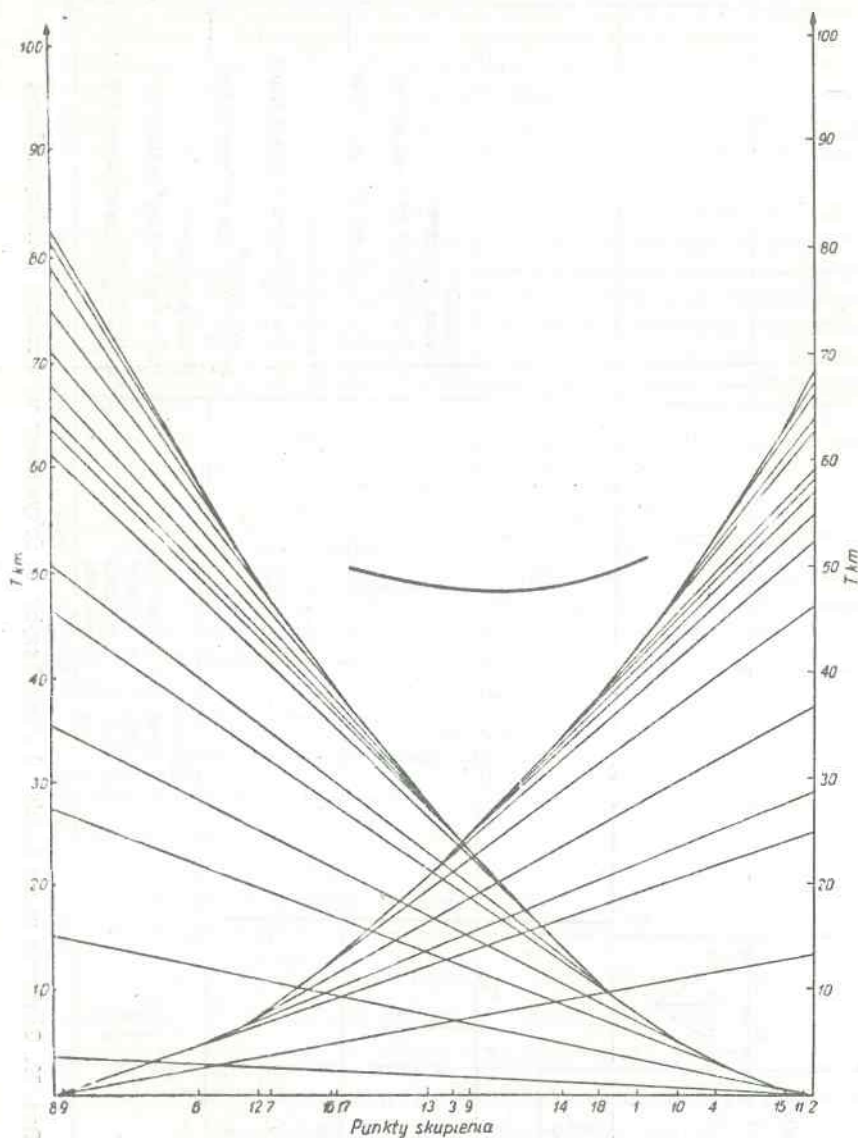
Rys. 75. Wyznaczanie minimum transportu po rozciągłości złoża dla pola wschodniego Jacek I

Rys. 76. Wyznaczanie minimum transportu po nachyleniu złoża dla pola wschodniego Jacek I

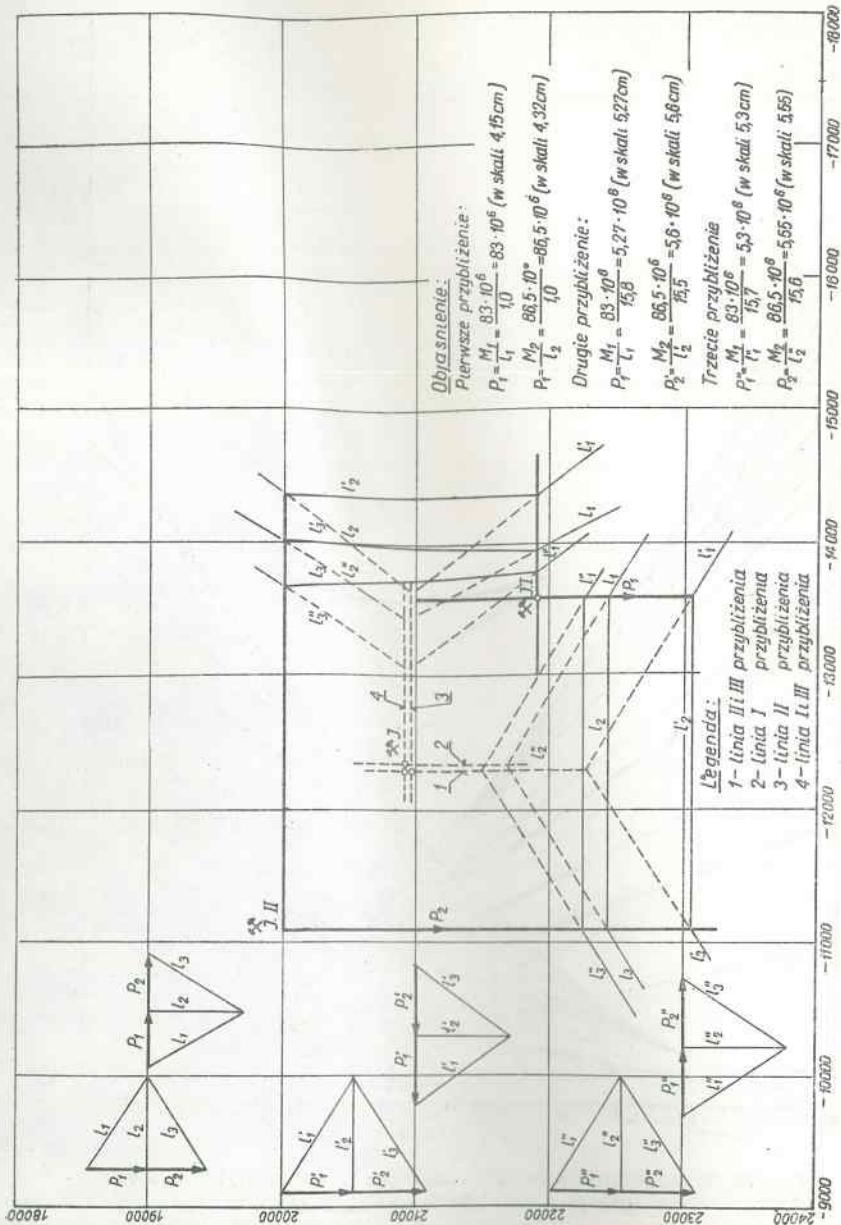




Rys. 77. Wyznaczanie minimum transportu po rozciągłości złoża dla obszaru zachodniego Jacek II



Rys. 78. Wyznaczanie minimum transportu po nachyleniu złoża dla pola wschodniego Jacek II



Rys. 79. Graficzne wyznaczenie lokalizacji szybu wydobywczego w obszarze górniczym Jacek

4. skrócenie czasu transportu załogi do przodków, a przez to znaczne zwiększenie efektywnego czasu pracy załogi,

5. krótsza i łatwiejsza droga transportu materiałów.

Analizując punkt 3 i 4, wykazano, że zaoszczędzone kwoty z tytułu mniejszego zużycia energii dla przewietrzania i zwiększonego efektywnego czasu pracy załogi pokrywają nakłady związane ze zgłębieniem szybu zjazdowego (wdechowego) w polu wschodnim.

W przypadku doprowadzenia świeżego powietrza do pola wschodniego z szybu wydobywczego, zlokalizowanego w polu zachodnim, długość dróg wentylacyjnych (wraz z drogą zużytego powietrza) wynosi około 11 km i konieczna depresja wentylatora wynosi $h = 355$ mm, przy $Q = 1400$ m³/min. Potrzebna moc wentylatora w szybie wentylacyjnym pola wschodniego wynosi $N_1 = 700$ kW, a w szybie wentylacyjnym pola zachodniego $N_{II} = 465$ kW.

Godzinowy koszt zużycia energii na przewietrzanie całego obszaru przy cenie 1 kWh = 0,11 zł jest równy

$$K_1 = (700 + 465) \cdot 0,11 = 128,15 \text{ zł/godz}$$

W przypadku doprowadzenia świeżego powietrza do pola wschodniego szybem zjazdowym zlokalizowanym w środku tego pola oraz doprowadzenia świeżego powietrza do pola zachodniego szybem wydobywczym zlokalizowanym w tym polu, moc wentylatorów wyniesie:

pole zachodnie

$$Q = 6800 \text{ m}^3/\text{min},$$

$$h = 268 \text{ mm słupa wody},$$

$$N_{II} = 297 \text{ kW};$$

pole wschodnie

$$Q = 7200 \text{ m}^3/\text{min},$$

$$h = 250 \text{ mm słupa wody},$$

$$N_1 = 490 \text{ kW}.$$

$$K_2 = (490 + 297) \cdot 0,11 = 86,57 \text{ zł/godz}$$

Oszczędność na energii dla drugiego rozwiązania wyniesie

$$\Delta K = K_1 - K_2 = 128,15 - 86,57 = 41,58 \text{ zł/godz}$$

Przy czasie istnienia kopalni $T_k = 75$ lat oszczędność wyraża się

$$\Delta K_p = 41,58 \cdot 24 \cdot 365 \cdot 75 = 27\,318\,000 \text{ zł}$$

Obliczenie oszczędności kosztów transportu załogi przeprowadzono dla następującego założenia:

1. wydobyć z pola wschodniego 3600,

2. wydajność dołowa 3 T/rob.dn.,
3. liczebność załogi dołowej 1200 osób/dobę,
4. stosunek załogi przodkowej do załogi dołowej przyjęto 1 : 4,

wobec czego załoga przodkowa wyniesie 300 ludzi. W przypadku zjazdu załogi pola wschodniego szybem zjazdowym zlokalizowanym w polu zachodnim, odległość przewozu ludzi wyniesie 2,5 km. W przypadku zlokalizowania szybu zjazdowego w środku pola wschodniego, odległość ta zmniejszy się do 1,2 km.

Przedłużenie efektywnego czasu pracy załogi pola wschodniego przy prędkości jazdy pociągu z ludźmi $V = 10$ km/h, wyniesie

$$\Delta t = \frac{(2,5 - 1,2) 2}{10} = 0,26 \text{ godz/rob.dn.} = 16 \text{ min/rob.dn.}$$

Roczna oszczędność czasu wyniesie

$$\Delta T_r = \frac{0,26 \cdot 300 \cdot 300}{7,5} = 312 \text{ rob.dn.}$$

co daje kwotę

$$150 \cdot 312 = 468\,000 \text{ zł}$$

przy przyjęciu kosztu 150 zł/rob.dn.

W całym okresie istnienia kopalni oszczędność wyniesie

$$\Delta K_1 = 75 \cdot 468\,000 = 35\,100\,000 \text{ zł}$$

Zatem oszczędność na kosztach wentylacji i transportu załogi wyniesie łącznie 62 418 000 zł, co w zupełności pokrywa koszty inwestycyjne szybu zjazdowego w polu wschodnim. Dodatkowe korzyści wynikające z punktu 1, 2 i 5 rekompensują koszty ruchowe szybu zjazdowego zlokalizowanego w polu wschodnim. Zatem głębienie szybu zjazdowego w obszarze wschodnim jest celowe i ekonomiczne.

Udostępnienie złożeń. Dla udostępnienia złoża projektuje się pięć szybów:

- szyb wydobywczy skipowy, dwuprzędziałowy,
- dwa szyby klatkowe, dwuprzędziałowe, materiałowo-zjazdowe,
- dwa szyby wentylacyjno-podsadzkowe.

Dobór szybów i ich lokalizację ustalono w porozumieniu z zainteresowanymi resortami, przy czym wzięto pod uwagę trudne warunki powierzchniowe. Teoretyczną koncepcję ilości szybów i ich lokalizację pokazano na rys. 80.

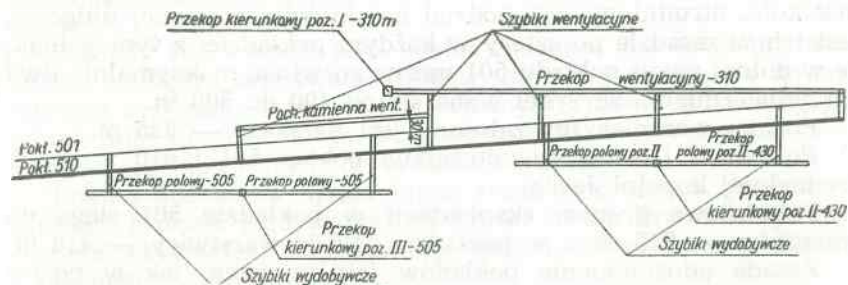
Struktura kopalni (patrz rys. 72). W podziale pionowym złoża zaprojektowano po trzy poziomy w polu wschodnim i zachodnim kopalni z tym, że poziom I będzie obejmował pokłady rudzkie obu pól. Poziomy w obu polach zostały tak rozmieszczone, że

poziomom II i III pola wschodniego odpowiadają poziomy I i II pola zachodniego; są one założone na tych samych głębokościach.

Poziom I pola wschodniego jest poziomem najwyższym kopalni, a poziom III pola zachodniego najniższym. Nie mają one odpowiedników w polach przeciwnych.

Przy założeniu, że eksploatacja będzie jednopoziomowa, całkowite wydobywanie otrzyma się najpierw z poziomu I pól wschodniego i zachodniego, następnie z poziomów I—II pól zachodniego i wschodniego, po czym z poziomów II—III pól zachodniego i wschodniego i w końcowym etapie z poziomu III pola zachodniego. Osiąga się wtedy między innymi następujące korzyści:

1. równy podział zasobów w poziomach, co daje jednakowy czas ich trwania,
2. wydobywanie z obu pól kopalni rozdziela się na dwa podziały, które będąc przez to mniejszymi jednostkami, zapewnią większą pewność ruchu,
3. jednopoziomowa eksploatacja pozwoli na wykluczenie podbierania jednych pokładów przez drugie,
4. przy eksploataowaniu np. poziomu I w polu zachodnim można z tego poziomu równocześnie prowadzić roboty udostępniające i przygotowawcze poziomu II w polu wschodnim.



Rys. 81. Przekrój pionowy AB przez udostępniony pokład 510

Strukturę udostępnienia pokładów ze względu na ich gazo- ność i samozapalność przyjęto kamienną, a więc z podszybia zaprojektowano przekopy kierunkowe drażone 30 ÷ 50 m pod danym pokładem; z przekopów tych prowadzone będą przekopy połowe, a z nich w odstępach co około 500 m szybiki wydo- bywcze do pokładów.

Zużyte powietrze odprowadzane będzie również szybikami wentylacyjnymi do przekopów lub pochylni kamiennych, za- projektowanych nad najwyższą zalegającym pokładem, a z nich do szybów wentylacyjnych.

Opis poziomów (rys. 80, 81). *Poziom I* (— 310 m) udostępnia wszystkie pokłady rudzkie tak w polu zachodnim (401, 405), jak i wschodnim (401/1, 405). Przekop kierunkowy zaprojektowany został około 35 m pod pokładem 405 w części zachodniej. Wychodzące z niego przekopy połowe dzielą pokłady:

405 — na sześć skrzydeł w części wschodniej, a cztery w części zachodniej,

404/1 — na trzy skrzydła,

401 — na cztery skrzydła.

Długości skrzydeł wahają się od około 550 do 700 m. Ponieważ pokład 405 jest samozapalny, zużyte powietrze odprowadza się szybikami wentylacyjnymi do pochylni kamienno-węglowych w pokładach zalegających wyżej, które nie są samozapalne i następnie tymi pochylniami do chodników wentylacyjnych i do szybów.

Poziom wentylacyjny w części wschodniej kopalni posiada — kotę — 110 m, a w części zachodniej kotę około — 230 m.

Poziom I (— 430 m) udostępnia wyłącznie pokłady grupy siodłowej (501, 510) w części zachodniej kopalni Jacek, na północ od uskoku południowego.

Pokłady udostępnione są przekopem kierunkowym oraz przekopami połowymi i szybikami zsympnymi. Ze względu na niekorzystny kształt tego pola, przypominający zdeformowany wycinek koła, utrudniony jest podział na skrzydła o równej długości; jest ich w zasadzie po cztery w każdym pokładzie, z tym jednak, że w dolnej partii pokładu 501 można rozwinąć maksymalnie dwa skrzydła. Długość skrzydeł waha się od 400 do 500 m.

Poziom wentylacyjny założony jest na kocie — 325 m.

Poziom II (— 430 m) udostępnia pokład 501 i 510 w części wschodniej kopalni Jacek.

Południowa granica eksploatacji w pokładzie 501 sięga do warstwy — 372 m, a w pokładzie 510 do warstwy — 410 m.

Zasada udostępnienia pokładów jest ta sama, jak w poziomie I, a więc przekop kierunkowy, dwa przekopy połowe i z każdego z nich po dwa szybiki wydobywcze. Przekopy połowe dzielą poziom na cztery skrzydła o długości 600 do 700 m.

Wentylację dwu pierwszych skrzydeł (bliższych szybu wentylacyjno-podszadzkowego) zaprojektowano szybikami do przekopu wentylacyjnego a następnie do szybu.

Z dwu dalszych skrzydeł powietrze odprowadza się szybikami do przekopu wentylacyjnego, który łączy się z istniejącym na I poziomie przekopem kierunkowym (— 310 m), a ten z kolei doprowadza zużyte powietrze do przekopu wentylacyjnego, służącego do przewietrzania dwu pierwszych skrzydeł, i następnie tymi przekopami do szybu wentylacyjnego.

Poziom II (— 505 m) udostępnia w części zachodniej kopalni Jacek pokłady 501 oraz 510; granica południowa eksploatacji w obu pokładach sięga warstwy — 505 m. Udostępnienie pokładów zaprojektowano przekopem kierunkowym oraz przekopami połowymi i szybikami wydobywczymi. W obu pokładach zaprojektowano po cztery skrzydła eksploatacyjne. Wentylacja odbywa się szybikami, pochylniami i przekopami wentylacyjnymi, z wykorzystaniem przy przewietrzaniu dwu skrzydeł skrajnych przekopu kierunkowego poziomu I (— 310 m), analogicznie jak w poziomie II (— 430 m) tej partii.

Poziom III (— 590 m) udostępnia pokłady 501 i 510 w części zachodniej kopalni Jacek za pomocą przekopu kierunkowego (— 590 m), dwóch przekopów połowych oraz szybików wydobywczych. Maksymalna ilość skrzydeł w polu wynosi 4, ale ze względu na zapewnienie większej rezerwy do obliczeń przyjmuje się 3 skrzydła.

Wentylacja odbywa się szybikami, pochylniami kamiennymi oraz przekopami wentylacyjnymi, z wykorzystaniem niektórych wyrobisk kamiennych poziomu I (— 430 m). Przykładowe udostępnienie i rozcięcie poziomu pokazano na rys. 80 (pokład 510).

Systemy eksploatacji. W zależności od warunków geologicznych, rodzaju spagu i stropu, rodzaju pokładów i ich grubości zaprojektowano dla kopalni Jacek kilka różnych systemów wybierania.

Pokłady 401 i 404/1, jako pokłady cienkie ($1,3 \div 1,5$ m), zalegające pomiędzy warstwami łupków, najlepiej nadają się do wybierania systemem ścianowym podłużnym z zawalem. Ściany powinny mieć długość 100 m. Wyposażenie ściany: wrębiarka, przenośnik zgrzeblowy lekki (ewentualnie pancerny).

Pokład 504 ma w spagu lupek silnie pęczniejący, jest samozapalny; grubość jego wynosi od 2,0 do 3,5 m. Prawidłowym systemem eksploatacji wydaje się system zabierkowy podłużny, z zawalem.

Wyposażenie zabierki: wrębiarka, ładowarka łapowa, przenośnik zgrzeblowy lekki.

Pokłady 501 i 510 jako pokłady grubości 4,6 do 10,2 m, zalegające między ławami mocnego piaskowca, nadają się do eksploatacji systemem ścianowym na warstwy z podsadzką płynną. Projekt przewiduje alternatywnie dwa rodzaje wybierania:

- systemem poprzecznym (długość pochyła podpiętra około 250 m) przy wybieraniu wszystkich warstw równocześnie,
- systemem podłużnym, wybierając najpierw warstwę pierwszą, następnie drugą itd.

Ściany w obu przypadkach miałyby długość 60 m; wyposażenie — ciężki przenośnik pancerny.

Rozłożenie projektowanego wydobywania z poszczególnych pokładów w czasie istnienia poziomów wydobywczych. Rozłożenia wydobywania z poszczególnych pokładów w czasie istnienia poziomów wydobywczych dokonano przy uwzględnieniu następujących postulatów:

1. liczba równocześnie eksploatowanych pokładów nie powinna przekraczać trzech,
2. organizacja wydobywania w poziomie powinna być oparta o małą liczbę skoncentrowanych oddziałów z dużym wydobywaniem,
3. pracochłonność transportu powinna być obniżona przez skrócenie jego dróg i właściwy dobór urządzeń transportowych; transport kołowy należy doprowadzić jak najbliżej przodka.

Przy rozłożeniu wydobywania na poszczególne pokłady wyeliminowano możliwość podbierania pokładów i powstawania wzmożonych ciśnień przez zastosowanie odpowiedniego układu frontów górniczych w poszczególnych pokładach.

Projektowaną wydajność z 1 m² pokładu na dobę określono według wzoru

$$w_p = \gamma \cdot v \cdot c$$

gdzie

- γ — ciężar objętościowy, węgla, T/m³,
 v — postęp, m/dobę,
 c — współczynnik wykorzystania pokładu,
 w_p — wydajność z 1 m² pokładu, T/m²/dobę.

Pokład

$$401 \quad w_p = 1,3 \cdot 1,8 \cdot 0,8 = 1,85 \text{ T/m}^2/\text{dobę}$$

$$404/1 \quad w_p = 1,3 \cdot 1,8 \cdot 0,8 = 1,85 \text{ T/m}^2/\text{dobę}$$

$$405 \quad w_p = 1,3 \cdot 2,4 \cdot 0,8 = 2,50 \text{ T/m}^2/\text{dobę}$$

$$501 \quad w_p = 1,3 \cdot 2,4 \cdot 0,95 = 2,95 \text{ T/m}^2/\text{dobę}$$

$$510 \quad w_p = 1,3 \cdot 2,4 \cdot 0,95 = 2,95 \text{ T/m}^2/\text{dobę}$$

Przy systemach ścianowych z zawalem uwzględniono rezerwę 50% frontu czynnego.

Przy systemach ścianowych z podsadzką płynną przyjęto 2 ściany czynne, 2 ściany zastępcze do podsadzania i 2 ściany rezerwowe.

Przy systemie zabierkowym przyjęto rezerwę 30% frontu czynnego.

Długość maksymalnego frontu górniczego w poszczególnych pokładach dla przyjętych poziomów przedstawia tablica 47. Rozłożenie wydobywania w czasie dla poszczególnych pokładów podano na rys. 82 i 83.

Eksploatacja pokładów

Pokład	Długość ścian m	Ilość ścian szt.	Ilość skrzy- deł szt.	Mak- sy- malna długość frontu m	Grubość pokładu m	Powierz- chnia frontu wy- bierania m ²	Wydaj- ność frontu T/m ² /dobę	Wy- dobycie dziennie T/dobę	Wy- dobycie roczne min T	Zasoby w po- kładzie min T	Czas pro- duk- cji lata
Pole Wschodnie Jacek I											
Poziom I — pokłady 401, 404/1 i 405 — system ścianowy z zawalem i system zabierkowy ¹⁾											
401	100	2	4	300	1,5	1200	1,85	2200	0,67	3,001	4,5
404/1	100	2	3	600	1,5	900	1,85	1660	0,50	4,380	8,8
405	system za- bierkowy	8	10	640	2,5	1600	2,50	4000	1,20	18,048	15,4
Poziom II — pokłady 501 i 510 — system ścianowy z podsadzką płynną ¹⁾											
501	60	2	4	480	2,5 (3 warstwy)	1200	2,95	3500	1,05	10,064	9,5
510	60	2	4	480	3,0 (3 warstwy)	1440	2,95	4250	1,28	18,632	14,6
Poziom III — pokłady 501 i 510 — system ścianowy z podsadzką płynną ¹⁾											
501	60	2	4	480	2,5 (2 warstwy)	1200	2,95	3500	1,05	10,223	9,8
510	60	2	4	480	3,0 (3 warstwy)	1440	2,95	4250	1,28	18,681	14,6

Pole Zachodnie Jacek II

Poziom I — pokłady 501 i 510 — system ścianowy z podsadzką płynną²⁾

501	60	2	3	360	2,4 (2 warstwy)	860	2,95	2520	0,75	8,228	11,0
510	60	2	4	480	3,1 (3 warstwy)	1480	2,95	4350	1,30	9,486	7,3

Poziom II — pokłady 501 i 510 — system ścianowy z podsadzką płynną²⁾

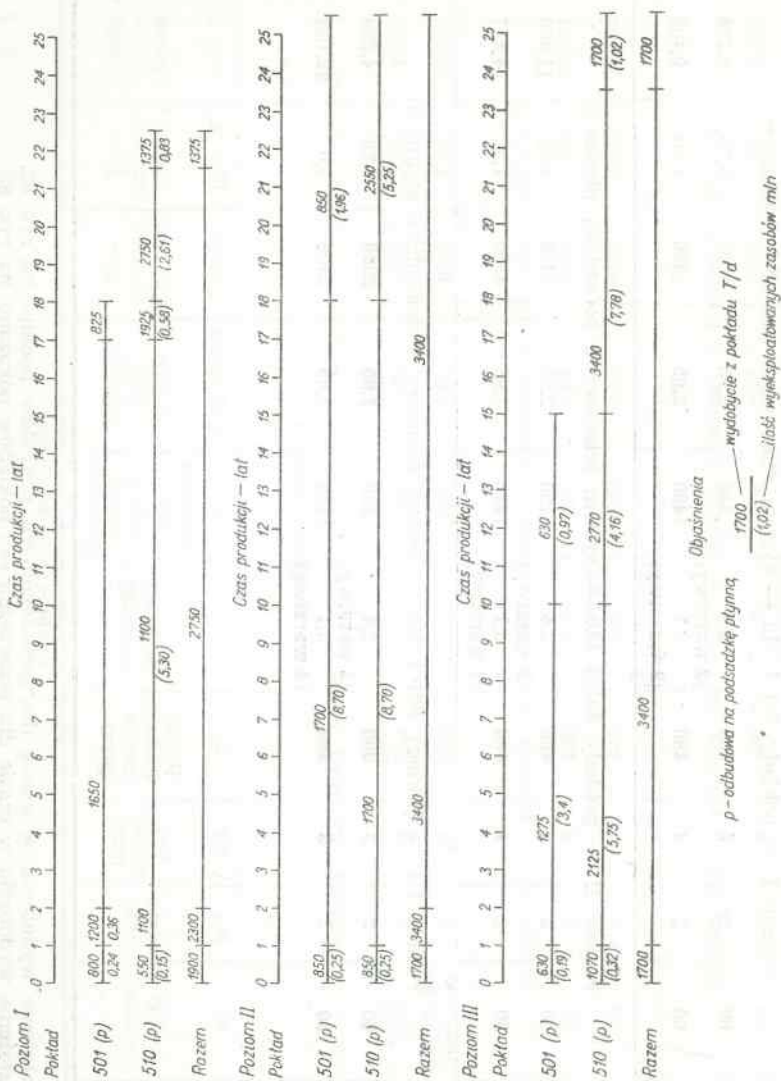
501	60	2	4	480	2,4 (2 warstwy)	1150	2,95	3400	1,02	11,906	11,6
510	60	2	4	480	3,1 (3 warstwy)	1480	2,95	4350	1,3	14,847	11,4

Poziom III — pokłady 501 i 510 — system ścianowy z podsadzką płynną²⁾

501	60	2	3	360	2,4 (2 warstwy)	860	2,95	2550	0,76	4,559	6,0
510	60	2	3	360	3,1 (3 warstwy)	1120	2,95	3300	1,0	22,103	22,1

1) Rozłożenie wydobywania w czasie dla poszczególnych pokładów podano na rys. 82.

2) Rozłożenie wydobywania w czasie dla poszczególnych pokładów pokazano na rys. 83.



Rys. 83. Rozłożenie wydobycia w czasie na poszczególne pokłady w polu zachodnim Jacek II

Wentylacja. Przewietrzanie kopalni Jacek zaprojektowano w dwóch wariantach układów szybów:

Wariant I: centralne szyby wdechowe (wydobywczy i zjazdowy) w polu zachodnim i osobne szyby wentylacyjno-podszadzkowe dla pola wschodniego i zachodniego.

Wariant II: samodzielna wentylacja poszczególnych pól. W zachodnim polu dwa szyby wdechowe (wydobywczy i zjazdowy) oraz szyb wydechowy, w polu wschodnim wdechowy (zjazdowy) i wentylacyjno-podszadzkowy.

Ilość powietrza obliczono według § 790 PTEKW przyjmując według zależności:

	a	b
	$Q = 2 \cdot W_d$ m ³ /min	$Q = 9 \cdot n$ m ³ /min
wariant I	14 000	9000
wariant II — pole wschodnie	7 200	4600
pole zachodnie	6 800	4400

gdzie

Q — ilość powietrza w m³/min,

W_d — wydobyte dziennie ton/dobę,

n — ilość załogi na najliczniejszej zmianie.

Ponieważ struktura kopalni ma charakter kamienny, co wydatnie zmniejsza ucieczki powietrza i ułatwia regulację, celowe jest przyjęcie ilości powietrza według ilości ludzi.

Obliczenie głównych parametrów wentylacji dla wymienionych wariantów ilości powietrza wykonano według wzorów Budryka i zestawiono w tablicy 48.

Jak wynika z tablicy 48, wariant II jest korzystniejszy, gdyż stwarza dwa niezależne systemy regulacyjne, skraca drogi przepływu powietrza, a tym samym zmniejsza depresję o całe 50% oraz zmniejsza konieczną moc silników i zużycie energii.

Obieg powietrza dla wariantu I jest następujący: z szybów wydobywczego i zjazdowego (w polu zachodnim) powietrze przepływa przekopem głównym do przekopu kierunkowego, skąd rozdziela się na prąd powietrza dla pola zachodniego i wschodniego. W poszczególnych polach powietrze z przekopu kierunkowego rozdziela się na przekopy polowe, skąd dalej szybikami eksploatacyjnymi płynie do oddziałów wydobywczych poszczególnych pokładów, a następnie jako prąd powietrza zużytego płynie pochylniami do szybików wentylacyjnych, głównym chodnikiem wentylacyjnym i przekopem wentylacyjnym do szybu wentylacyjno-podszadzkowego, osobnego dla każdego pola.

Obliczenie głównych parametrów

Wyrobisko	Długość wyr- biska	Ilość powietrza		Maksy- malna prędkość powie- trza
		m ³ /min	m ³ /sek	
Pole wschodnie				
Szyb wydobywczy	720	14 000	234	8
Przecznica	200	14 000	234	8
Przekop kierunkowy	1400	7 200	120	8
	1400	4 800	80	8
	1400	2 400	40	8
Przekop polowy	200	2 400	40	8
Szybik eksploatacyjny	45	2 400	40	8
Chodnik eksploatacyjny	700	600	10	8
Ściany	120	150	2,5	—
Chodnik wentylacyjny	700	600	10	8
Pochylnia wentylacyjna	450	600	10	8
Szybik wentylacyjny	45	2 400	40	8
Główny chodnik wentylacyjny	1000	2 400	40	8
	1200	7 200	120	8
Szyb wydechowy	630	7 200	120	8
Wariant I b ²⁾				
Szyb wydobywczy	720	9000	150	8
Przecznica	200	9000	150	8
Przekop kierunkowy	1400	4600	77	8
	1400	3070	51	8
Przekop polowy	1400	1530	26	8
Szybik eksploatacyjny	200	1530	26	8
Ściany	45	1530	26	8
Chodnik eksploatacyjny	700	384	6,4	8
	120	96	1,6	—
Chodnik wentylacyjny	700	384	6,4	8
Pochylnia wentylacyjna	450	384	6,4	8
Szybik wentylacyjny	45	1530	26	8
Główny chodnik wentylacyjny	1000	1530	26	8
	1000	3070	51	8
	1200	4600	77	8
Szyb wydechowy	630	4600	77	8

$$1) \quad h = 1,2 \cdot 252 = 302 \text{ mm H}_2\text{O}; A = 0,38 \cdot \frac{120}{\sqrt{302}} = 2,6 \text{ m}^2; N = \frac{120 \cdot 302}{102 \cdot 0,6} = 600 \text{ kW.}$$

wentylacji dla różnych wariantów

Przekrój wyrobiska	Wymiary	Obwód wyro- biska	Współczyn- nik oporu	Spadek naporu	Opór wyrobiska
Jacek I. Wariant Ia ¹⁾					
34,0	⊙ 7,2	21,4	0,0015	0,585	32,00
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	0,188	10,30
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,310	18,85
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,310	8,40
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,310	2,10
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	1,700	2,72
16,3	4,3 × 3,8	16,2	0,0034	0,587	0,94
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	24,700	2,47
12,0	4,0 × 3,0	14,0	0,0020	1,940	0,01
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	24,700	2,47
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	15,900	1,59
7,8	3,2 × 2,4	11,2	0,0015	1,600	2,56
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	8,500	13,6
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	8,500	147,0
23,8	⊙ 5,5	14,2	0,0008	0,530	7,64

Razem

251,91

Wariant Ib²⁾

34,0	⊙ 7,2	21,4	0,0015	0,585	13,15
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	0,188	4,23
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,310	7,78
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,310	3,40
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,310	0,88
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	1,700	1,14
16,3	4,3 × 3,8	16,2	0,0034	0,587	0,39
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	24,700	0,99
12,0	4,0 × 3,0	14,0	0,0020	1,940	0,004
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	24,700	0,99
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	15,900	0,64
7,8	3,2 × 2,4	11,2	0,0015	1,600	1,07
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	8,500	5,70
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	8,500	22,10
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	10,200	60,50
23,8	⊙ 5,5	14,2	0,0008	0,530	3,14
Razem					126,104

$$^2) h = 1,2 \cdot 126,1 = 151 \text{ mm H}_2\text{O}; A = 0,38 \frac{77}{\sqrt{151}} = 2,4 \text{ m}^2; N = \frac{77 \cdot 151}{102 \cdot 0,6} = 190 \text{ kW.}$$

Wyrobisko	Długość wyro- biska	Ilość powietrza		Maksy- malna prędkość powie- trza
		m³/min	m³/sek	
Pole zachodnie				
Szyb wydobywczy	720	14 000	234	8
Przecznica	200	14 000	234	8
Przekop kierunkowy	1400	6 800	115	8
	400	3 400	57	8
Przekop polowy	700	3 400	57	8
Szybik eksploatacyjny	50	3 400	57	8
Chodnik eksploatacyjny	600	850	14	8
Ściany	60	212	3,5	—
Chodnik wentylacyjny	600	850	14	8
Szybik wentylacyjny	15	3 400	57	8
Główny chodnik wentylacyjny	500	3 400	57	8
Przekop wentylacyjny	1500	6 800	113	8
Szyb wydechowy	615	6 800	113	8
Wariant I b ⁴⁾				
Szyb wydobywczy	720	9 000	150	8
Przecznica	200	9 000	150	8
	1400	4 400	73	8
Przekop kierunkowy	400	2 200	37	8
Przekop polowy	700	2 200	37	8
Szybik eksploatacyjny	50	2 200	37	8
Ściany	60	137	13	—
Chodnik wentylacyjny	600	550	9	8
Szybik wentylacyjny	15	2 200	37	8
Główny chodnik wentylacyjny	500	2 200	37	8
Przekop wentylacyjny	1500	4 400	73	8
Szyb wydechowy	615	4 400	73	8

$$^3) h = 1,2 \cdot 257,01 = 308 \text{ mm H}_2\text{O}; A = 0,38 \cdot \frac{113}{\sqrt{308}} = 2,4 \text{ m}^2; N = \frac{113 \cdot 308}{102 \cdot 0,6} =$$

$$= 465 \text{ kW.}$$

Przekrój wytrobiska	Wymiary	Obwód wytro- biska	Współczyn- nik oporu	Spadek naporu	Opór wytrobiska
------------------------	---------	--------------------------	-------------------------	------------------	--------------------

Jacek II *Wariant Ia³⁾*

34,0	⊙ 7,2	21,4	0,0015	0,585	32,00
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	0,188	10,30
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,310	16,70
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	0,375	1,22
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	6,000	19,80
16,3	4,3 × 3,8	16,2	0,0034	0,630	2,25
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	28,200	5,40
12,0	4,0 × 3,0	14,0	0,0020	0,970	0,01
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	28,200	5,40
7,8	3,2 × 2,4	11,2	0,0015	0,532	1,73
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	3,67	11,90
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	11,00	144,00
23,8	⊙ 5,5	14,2	0,0008	0,480	6,30
Razem					257,01

Wariant Ib⁴⁾

34,0	⊙ 7,2	21,4	0,0015	0,585	13,20
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	0,188	4,25
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,310	7,00
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	0,375	0,52
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	6,000	8,23
16,3	4,3 × 3,8	16,2	0,0034	0,630	0,87
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	28,200	0,23
12,0	4,0 × 3,0	14,0	0,0020	0,970	0,01
7,5	3,0 × 3,5	11,0	0,0018	28,200	0,23
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	3,670	5,15
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	11,000	58,50
23,8	⊙ 5,5	14,2	0,0008	0,480	2,54
Razem					101,48

$$^4) h = 1,2 \cdot 101,5 = 122 \text{ mm H}_2\text{O}; A = 0,38 \cdot \frac{73}{\sqrt{122}} = 2,5 \text{ m}^2; N = \frac{73 \cdot 122}{102 \cdot 0,6} = 152 \text{ kW.}$$

Wyrobisko	Długość wyró- biska	Ilość powietrza		Maksy- malna prędkość powie- trza
		m³/min	m³/sek	
Pole wschodnie				
Szyb wydobywczy	650	7 200	120	8
Przecznica	100	7 200	120	8
Przekop kierunkowy	1 100	4 800	80	8
	1 500	2 400	40	8
Przekop połowy	400	2 400	40	8
Szybik eksploatacyjny	45	2 400	40	8
Chodnik eksploatacyjny	700	600	10	8
Ściany	120	150	2,5	—
Chodnik wentylacyjny	700	600	10	8
Szybik wentylacyjny	45	2 400	40	8
Główny chodnik wentylacyjny	1 000	2 400	40	8
	1 500	4 800	80	8
	600	7 200	120	8
Szyb wydechowy	630	7 200	120	8

Wariant II b⁶⁾

Szyb wydobywczy	650	4 600	77	8
Przecznica	100	4 600	77	8
Przekop kierunkowy	1 100	3 070	51	8
	1 500	1 530	26	8
Przekop połowy	400	1 530	26	8
Szybik eksploatacyjny	45	1 530	26	8
Chodnik eksploatacyjny	700	384	6,4	8
Ściany	120	96	1,6	—
Chodnik wentylacyjny	700	384	6,4	8
Szybik wentylacyjny	45	1 530	26	8
Główny chodnik wentylacyjny	1 000	1 530	26	8
	1 500	3 070	51	8
	600	4 600	77	8
Szyb wydechowy	630	4 600	77	8

$$^5) h = 1,2 \cdot 208,3 = 250 \text{ mm H}_2\text{O}; A = 0,38 \cdot \frac{120}{\sqrt{250}} = 2,8 \text{ m}^2; N = \frac{120 \cdot 250}{102 \cdot 0,6} =$$

= 490 kW.

Przekrój wytrobiska	Wymiary	Obwód wytro- biska	Współczyn- nik oporu	Spadek naporu	Opór wytrobiska
------------------------	---------	--------------------------	-------------------------	------------------	--------------------

Jacek I. Wariant Ia⁵⁾

23,8	⌀ 5,5	14,2	0,0008	0,550	7,13
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	0,094	1,35
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,030	6,60
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,400	2,24
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	3,400	5,45
16,3	4,3 × 3,8	16,2	0,0034	0,587	0,94
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	24,700	2,47
12,0	4,0 × 3,0	14,0	0,0020	1,940	0,01
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	24,700	2,47
7,8	3,2 × 2,4	11,2	0,0015	1,600	2,56
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	8,500	13,60
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	12,750	81,50
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	5,100	73,50
23,8	⌀ 5,5	14,2	0,0008	0,530	9,65
Razem					208,27

Wariant II b⁶⁾

23,8	⌀ 5,5	14,2	0,0008	0,550	3,25
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	0,094	0,55
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,030	2,68
17,8	5,7 × 3,6	17,6	0,0003	1,400	0,94
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	3,400	2,28
16,3	4,3 × 3,8	16,2	0,0034	0,587	0,39
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	24,700	0,10
12,0	4,0 × 3,0	14,0	0,0020	1,940	0,01
7,5	3,0 × 2,5	11,0	0,0018	24,700	0,10
7,8	3,2 × 2,4	11,2	0,0015	1,600	1,07
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	8,500	5,70
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	12,750	33,10
14,3	5,0 × 3,3	16,6	0,0015	5,100	30,00
23,8	⌀ 5,5	14,2	0,0008	0,530	3,12
Razem					83,29

$$^6) h = 1,2 \cdot 83,3 = 100 \text{ mm H}_2\text{O}; A = 0,38 \cdot \frac{77}{\sqrt{100}} = 2,9 \text{ m}^2; N = \frac{77 \cdot 100}{102 \cdot 0,6} =$$

$$= 125 \text{ kW.}$$

Parametry dla podsadzki

Szyb w polu	Różnica wysokości między wlotem i wylotem rurociągu podsadz- kowego m	Długość ruro- ciągu m	Długość rurociągu w rzucie po- ziomym m	Plano- wane wydo- bycie brutto T/d	Plano- wane wydo- bycie na pod- sadzke T/d
Jacek I pole wschod- nie	630	3630	3000	3800	3550 6000
Jacek I dla wariantu podsadzania szybem zjazdowym	600	3300	2700	3800	2180 3600
Jacek II pole zachod- nie	615	3120	2500	3500	3540 5900

Przy wariancie II powietrze przepływa z szybów wdechowych (w polu zachodnim) do przekopu kierunkowego i dalej przekopami połowymi i szybkami eksploatacyjnymi do oddziałów wydobywczych. Obieg powietrza zużytego jest identyczny jak w wariancie I. Do pola wschodniego powietrze świeże dopływa szybem zjazdowym usytuowanym w przybliżeniu w środku pola, dalej przekopem kierunkowym i przekopami połowymi do szybików eksploatacyjnych i do oddziałów wydobywczych. Prąd zużytego powietrza płynie pochylniami wentylacyjnymi i przekopami wentylacyjnymi do szybu wentylacyjno-podsadzkowego.

Podsadzka płynna. Do eksploatacji grubych i skłonnych do samozapalania pokładów 501 i 510 zalegających między ławami mocnego piaskowca przewiduje się zastosowanie podsadzki płynnej. Na poziomie pola zachodniego podsadzka będzie stosowana tylko w części północno-zachodniej (za uskokiem południowym). Podsadzka płynna będzie zastosowana w pełni przy eksploatacji poziomów II i III. Piasku dostarcza centralna podsadzkoźnia. Obieg wody podsadzkowej jest zamknięty. Niewielkie ubytki wody będą uzupełniane z sieci wodociągów miejskich, ewentualnie po rozpatrzeniu możliwości z sąsiednich kopalń.

Obliczenia poszczególnych parametrów dla najtrudniejszych warunków rozprowadzania podsadzki wykonano według wzorów

Zdolność przepus- towa rurociągu	Wyda- jność godzino- wa ru- rociągu	Ilość rurociągów		Przyjęte średnice rurocią- gów	Pojemność zbiornika piasku	Pojemność zbiorników wodnych
		w szybie	w głów- nym chodniku wentyla- cyjnym			
m ³ /dobę	m ³ /godz	szt.	szt.	mm	m ³	m ³
3200	286	2 + 1	1 + 1	150	3000	2 × 2000
5420	482			185		
1960	172	2 + 1	1 + 1	150		
3240	290			185		
3180	284	2 + 1	1 + 1	150	3000	2 × 2000
5300	480			185		

Budryka, przyjmując zasadę, że rurociągi podsadzkowe prowadzone będą z szybów wentylacyjno-podsadzkowych przekopami wentylacyjnymi lub chodnikami wentylacyjnymi (bądź pochylniami i szybikami wentylacyjnymi) do pól wybierania. Zestawienie najważniejszych wielkości podaje tablica 49.

Jak wynika z tablicy 49 do rozprowadzania podsadzki należy użyć rurociągów ϕ 185 mm, w ilości podanej w tablicy dla zapewnienia odpowiedniej rezerwy. Ponadto rozpatrzono możliwości podsadzania pola Jacek I szybem zjazdowym, a nie jak założono na wstępie szybem wentylacyjnym. Rozwiązanie to jednak ma znacznie gorsze warunki podsadzania, co uwidacznia się w zmniejszonej wydajności rurociągu. Wariant ten będzie korzystny przy podsadzaniu III poziomu.

Odwadnianie główne. Przyływ naturalny wody w kopalni Jacek został ustalony przez Biuro Dokumentacji na $4 \div 10$ m³/min.

Do tego dochodzi jeszcze woda podsadzkowa w ilości do 6 m³/min przy eksploatacji poziomu II i III.

Sumaryczny dopływ maksymalny może więc wynieść do 16 m³/min.

Dla wypompowania tej wody na powierzchnię przewiduje się w czasie trwania kopalni trzy zespoły głównego odwadniania: na

poziomie I — 430 m, na poziomie II — 505 m, na poziomie III — 590 m.

Woda z przyływu naturalnego z poziomu I — 310 m musi być opuszczana na poziom I — 430 m.

Zespoły głównego odwadniania przewiduje się przy szybach wydobywczym i zjazdowo-materiałowym.

Na odwadnianie główne składać się będzie:

- a. komora pomp i rozdzielni,
- b. zbiorniki wodne (pojemnościowe),
- c. osadniki główne.

Schemat obiegu wody jest następujący: woda z przyływu naturalnego i podsadzkowa spływa do osadników połowych, skąd po wstępnym sklarowaniu dostaje się ściekami lub chodnikami wodnymi o nachyleniu 5‰ na poziom podszybia do osadników głównych (przepływowych). Z osadników głównych poprzez zbiorniki wodne woda dostaje się pod pompy i na powierzchnię.

Transport. Przewóz pionowy. Szyb wyciągowy projektuje się skipowy, dwuprzędziałowy; każdy przedział będzie przeznaczony do ciągnięcia z jednoimiennych poziomów (np. jeden wyciąg z poziomu I — 310 m, a drugi wyciąg z poziomu — 430 m). Skip o pojemności 7,5 T każdy.

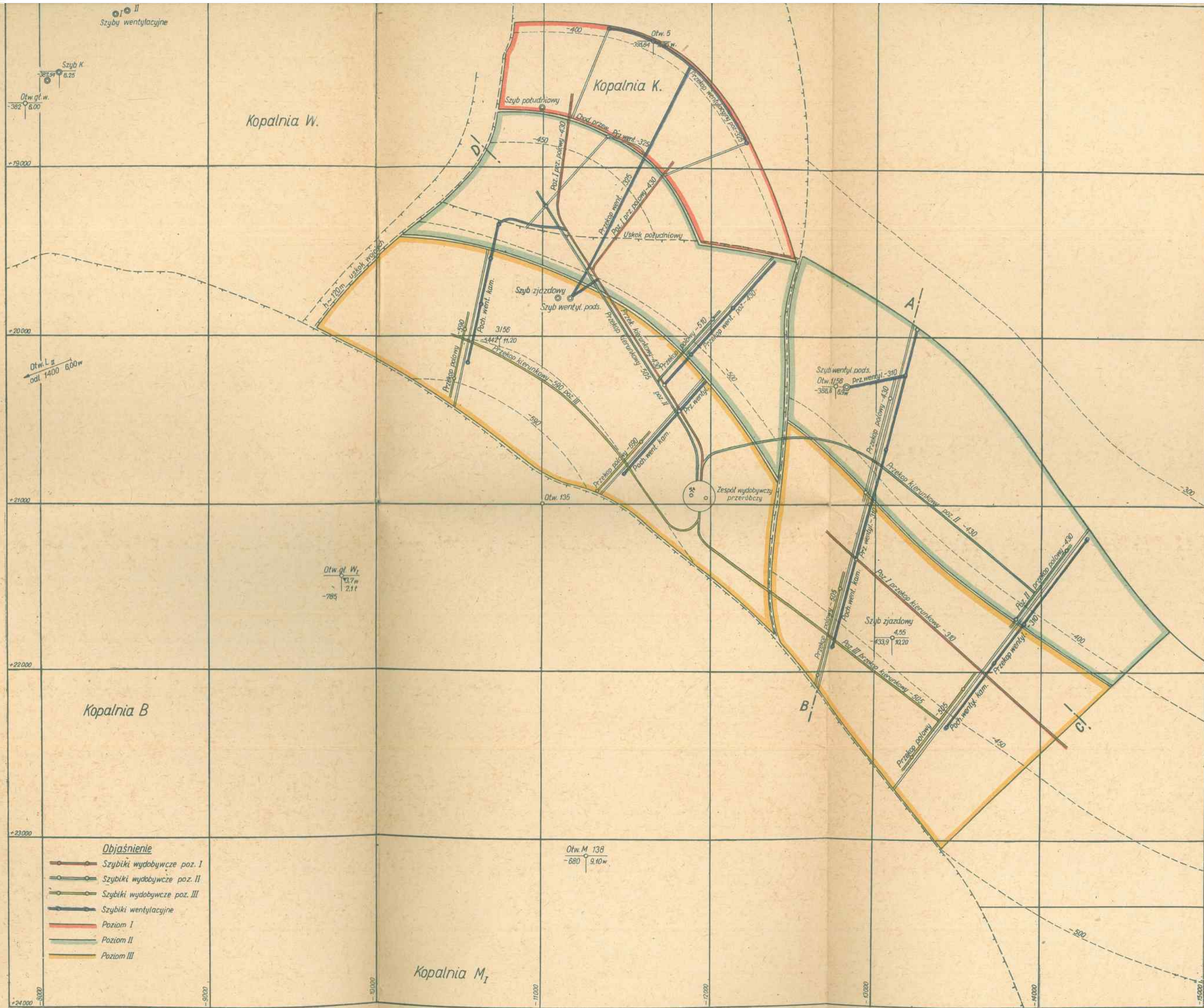
Przewóz poziomy. *Transport urobku.* Urobek ze ścian będzie odstawiany przenośnikami taśmowymi, pochylniami i chodnikami do szybików zsypnych, skąd zsuwniami spiralnymi do wozów 2,5 T, formowanych w pociągi na punktach załadowniczych w przekopach połowych.

Stąd pociągi ładowane będą dojeżdżać przekopami kierunkowymi do szybu wydobywczego.

Transport materiałów. Materiały opuszczane będą szybem zjazdowo-materiałowym na poziom podszybia i tam załadowywane do wozów materiałowych; sformowane pociągi będą dostarczane pod szybiki wydobywcze, następnie wyciągane klatką na odpowiedni międzypoziom lub nadszybie szybiku, skąd kołowrotami odstawiane będą do przodków.

Transport załogi. Załoga zjeżdża szybem zjazdowym na odpowiedni poziom i stamtąd specjalnymi pociągami osobowymi przewieziona będzie pod szybiki wydobywcze.

Następnie załoga zostanie wyciągnięta klatkami na odpowiedni poziom szybiku, skąd pieszo uda się do miejsca pracy.



LITERATURA

1. Agoszkow M. J.: Ustalenie zdolności produkcyjnej kopalni rudy, Warszawa 1951, PWG.
2. Ajdukiewicz Z.: Optymalna wielkość kopalni — Referat w pracy zbiorowej: Drogi postępu w górnictwie, tom I, Warszawa 1956 oraz Drogi postępu w górnictwie, tom II, Warszawa 1957.
3. Anasiewicz A., Smolarski A.: Rozmieszczenie poziomów kopalni i ich struktura — Referat w pracy zbiorowej: Drogi postępu w górnictwie, tom II, Warszawa 1957.
4. Bednarski M.: Górnictwo ogólne. Część III, Kraków 1955, PWN.
5. Benthous F.: Das Berechnen der wirtschaftlichsten Grösse von Schachtaufeldern, „Glückauf” 92, 1956.
6. Boryczko W.: Uwagi o optymalnej wielkości nowo zakładanych kopalń węgla, Przegląd Górniczy, 1949.
7. Bokij B. W.: Osnovy gornowo dieła, Moskwa 1951.
8. Budryk W.: Roboty poszukiwawcze. Założenie kopalni, Kraków 1933 i 1938, skrypt SSAG.
9. Cloos E.: Berechnung des günstigen Abstandes der Sohlen und Abteilungsquerschläge von Bergwerksanlagen unter besonderer Berücksichtigung des Steinkohlenbergbaues, „Bergbau-Archiv”, Band 7, 1957.
10. Czeczott H.: Wstęp do górnictwa, Kraków 1924, skrypt SSAG.
11. Czechowicz T.: Zależność wielkości pola kopalnianego od kosztów inwestycyjnych szybu zjazdowego i kosztów czasu straconego na dojście do i z miejsca pracy jako jeden ze wskaźników przy obliczaniu wielkości pola kopalnianego — Referat w pracy zbiorowej: Drogi postępu w górnictwie, tom III.
12. Czechowicz T.: Ekonomiczna analiza stosowania podsadzki plynnej, 1956, PG.
13. Hillenhinrich T.: Gestaltung und Wirtschaftlichkeit neuer Bergwerksanlagen im Ruhrkohlenbezirk, „Glückauf” 69, 1953.
14. Jahns H.: Grundsätzliches zur Einteilung von Lagerstättenvorräten. Ein Vorschlag für ihre Normung, „Glückauf”, 1956.
15. Koeppen H.: Grossschachtenlagen zur Frage der günstigsten Betriebsgrösse, „Glückauf” 39/40, 1952.
16. Koeppen H.: Der günstigste Zuschnitt von Schachtenanlagen im Steinkohlenbergbau, „Glückauf”, 92, 1956.
17. Krajewski R.: Obsługa geologiczna kopalń, Warszawa 1955, WG.
18. Krupiński B., Hurysz J., Neymann B.: Dostosowanie systemów eksploatacji do mechanizacji w polskich kopalniach. Charakterystyka systemów eksploatacji węgla w związku z mechanizacją robót górniczych, Stalinogród 1953.
19. Krupiński B., Bromowicz R.: Niektóre wytyczne projektowania przewietrzania kopalń, Przegląd Górniczy, 1957.
20. Krupiński B.: Zagadnienie zapobiegania pożarom podziemnym przy projektowaniu eksploatacji „Zeszyty Naukowe AGH”, nr 4.

21. Krupiński B.: Budowa kopalń w górnictwie polskim. „Zeszyty Naukowe AGH”, nr 13.
22. Krupiński B.: Zasady projektowania kopalń, Cz. 1, Katowice 1957.
23. Krupiński B.: Zasady projektowania kopalń, skrypt, PWN Łódź-Kraków 1958.
24. Lehman K.: Planmässige Baufeldgestaltung, „Glückauf” 74, 1938.
25. Maciejasz Z.: Badania stopnia przygotowania węgla do samozapalenia metodą sztucznego utleniania, Archiwum Górnictwa 1956.
26. Olpiński i inni: Samozapalność węgla kamiennych, Komunikat nr 139, GIG Katowice 1953.
27. Říman A.: Zaklady projektování kamenouhelných dolů, Praha 1956.
28. Říman A.: Příručka důlního větrání, Praha 1953.
29. Roelen: Entwicklung zum Verbunderk im Ruhrkohlenbezirk, „Glückauf”, 1938.
30. Rutkowski T.: Optymalny front górnicy. Komunikat GIG, Katowice 1956.
31. Sinkowski J.: Założenie kopalni, Kraków 1953, PWN.
32. Smirnow W. I.: Ustalenie zasobów surowców mineralnych, Warszawa 1954, WG.
33. Stefaniak S.: Wpływ wielkości kopalni na jej rentowność, Przegląd Górniczy 1949.
34. Szewiakow L. D.: Osnovy teorii projektirovani ugolnych szacht, 1958, Uglietiechizdat.
35. Terra A., Courtin R.: La Mine Future, Paryż 1956.
36. Zwiagin P.: Ob ekonomicheskikh obosnowaniach normativow godovoj proizvoditelnosti i srokov služby ugolnych szacht. Informacionnyj vypusk nr 9 Centrogiproszachtstroj, Moskwa 1957.
37. Instrukcje i przepisy dotyczące ustalania zasobów, lata 1946—1957. Instytut Geologiczny.
38. Państwowa Rada Górnictwa — Materiały z pracy Rady, zeszyt 12, 13, 14, 15, 16.
39. Praca zbiorowa: Poradnik górnika t. I i II.
40. Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla, Ministerstwo Górnictwa Węglowego, 1956.



