

63
Na prawach rękopisu

INSTYTUT GÓRNICZWA
POLITECHNIKI WROCŁAWSKIEJ
Komunikat Nr 143

"BADANIE STRAT POWIETRZA W ZG
POLKOWICE W ASPEKcie INTENSIFY-
KACJI PRZEWIETRZANIA KOPALN
LGOM"

I

Marek SIKORA

Słowa kluczowe:

przewietrzanie kopalń, straty powietrza

Wrocław, 1976

Nr 3295

POLITECHNIKA WROCŁAWSKA

Instytut Górnictwa

Mgr inż. Marek Sikora

BADANIE STRAT POWIETRZA W ZG POLKOWICE W ASPEKCIE
INTENSYFIKACJI PRZEWIETRZANIA KOPALN LGOM

Praca doktorska

Promotor:

Prof. dr hab. inż. Henryk Bystron

Wrocław, 1976 rok

S p i s t r e ś c i

1. Wstęp, rodzaje i wartości procentowe strat powietrza i ich wpływ na wentylację kopalń
 - 1.1. Rodzaje strat powietrza
 - 1.2. Wpływ strat powietrza na wentylację kopalń
 - 1.3. Wartości procentowe strat powietrza w kopalniach
2. Aktualny stan sieci wentylacyjnych kopalń IGOM
 - 2.1. Wprowadzenie
 - 2.2. Sieć wentylacyjna kopalni Polkowice z uwzględnieniem możliwości występowania strat powietrza
 - 2.2.1. Sieć wentylacyjna kopalni Polkowice
 - 2.2.2. Urządzenia wentylacyjne stosowane w kopalni Polkowice.
 - 2.3. Rodzaje ucieczek powietrza w kopalni Polkowice
 - 2.4. Przewietrzanie robót przygotowawczych i eksploatacyjnych w kopalni Polkowice
 - 2.4.1. Przewietrzanie robót przygotowawczych
 - 2.4.2. Przewietrzanie robót eksploatacyjnych
 - 2.5. Wstępna ocena strat powietrza w kopalniach IGOM, uzasadnienie celowości tematu pracy doktorskiej
3. Główne problemy wentylacyjne kopalń IGOM, ekstensywna i intensywna gospodarka powietrzem oraz intensyfikacja przewietrzania kopalń, tezy pracy doktorskiej
4. Dotychczasowe badania obce nad stratami powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych
 - 4.1. Prawa dotyczące strat powietrza
 - 4.2. Dotychczas znane metody wyznaczania strat powietrza

w urządzeniach wentylacyjnych

4.2.1. Wprowadzenie

4.2.2. Straty powietrza w pełnych tamach wentylacyjnych

4.2.3. Straty powietrza w tamach wentylacyjnych z drzwiami
i słuzach wentylacyjnych

4.2.4. Straty powietrza w mostach wentylacyjnych

4.2.5. Straty powietrza w zamknięciu zrębu szybu wydechowego

4.3. Dopuszczalne straty powietrza w urządzeniach wentylacyjnych

4.4. Możliwości ograniczenia strat powietrza w kopalniach
przez stosowanie odpowiednich układów wyrobisk górniczych

5. Badania własne nad stratami powietrza w całej sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice

5.1. Rozpływ powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice

5.2. Wyznaczenie normalnych objętościowych wydatków powietrza

5.3. Metoda wyznaczania strat powietrza w sieci wentylacyjnej
kopalni Polkowice

5.4. Opracowanie wyników pomiarów strat powietrza w sieci
wentylacyjnej kopalni Polkowice

5.5. Analiza strat powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni
Polkowice

6. Badania własne nad stratami powietrza w równoległych wyrobiskach przygotowawczych bez wentylatorów swobodnych.

6.1. Wprowadzenie

6.2. Metoda pomiarów i ich wyniki

6.3. Metoda opracowania wyników pomiarów

6.4. Opracowanie zależności wydatku powietrza w prądzie rejonowym od ilości powietrza na wlocie i długości drogi przebytej przez powietrze

6.5. Analiza wyprowadzonych zależności

6.6. Obliczanie oporów zastępczych, oporów kolejnych tam i dysypacji energii w układzie równoległych wyrobisk przygotowawczych z uwzględnieniem strat powietrza

6.6.1. Przyjęcie modelu układu wyrobisk równoległych

6.6.2. Wyznaczenie oporów zastępczych, oporów kolejnych tam i dysypacji energii w modelu układu wyrobisk równoległych

6.6.3. Wyznaczenie oporów zastępczych i oporów tam dla przyjętych rozpływów powietrza w układzie wyrobisk równoległych

6.6.3.1. Zmiany wydatku powietrza zgodne z postępem arytmetycznym

6.6.3.2. Zmiany wydatku powietrza zgodne z postępem geometrycznym

6.6.3.3. Zmiany wydatku powietrza zgodne z zależnością empiryczną

6.6.3.4. Konfrontacja wyników uzyskanych dla założonych trzech przypadków zmian wydatku powietrza

6.7. Współczynnik charakteryzujący nieszczelności układu wyrobisk równoległych

6.7.1. Wprowadzenie wzorów na współczynnik charakteryzujący nieszczelności układu

6.7.2. Kryteria jakości uszczelnienia układu wyrobisk równoległych, dopuszczalne straty powietrza w tym układzie

6.7.3. Zastosowanie współczynnika k_s przy obliczeniach wentylacji układu wyrobisk równoległych

7. Badania własne nad stratami powietrza w układzie wyrobisk równoległych przy stosowaniu w nich wentylatorów swobodnych

7.1. Wprowadzenie

7.2. Metoda pomiarów i ich wyniki

7.3. Ucieczki powietrza i jego recyrkulacja w układzie wyrobisk równoległych przy stosowaniu wentylatorów swobodnych

8. Badania własne nad stratami powietrza w głównych chodnikach transportowych

8.1. Wprowadzenie

8.2. Metoda pomiarów i ich wyniki

8.3. Metoda opracowania wyników pomiarów

8.4. Opracowanie zależności opisującej zmiany wydatku powietrza w wyrobiskach transportowych od ilości przecinek łączących je z chodnikami wentylacyjnymi

8.5. Analiza otrzymanych zależności

9. Badania własne nad stratami powietrza na podszybiach

9.1. Wprowadzenie

9.2. Straty powietrza na podszybiach w kopalni Polkowice.

10. Badania własne nad stratami zewnętrznymi powietrza

10.1. Wprowadzenie

10.2. Metoda wyznaczania strat zewnętrznych powietrza i oporów zamknięcia zrębu szybu wydechowego

10.3. Zastosowanie wyprowadzonych zależności

11. Projektowanie sieci wentylacyjnych z uwzględnieniem strat powietrza. Przykład praktyczny takiego projektowania

11.1. Obliczenie sieci wentylacyjnej sposobem dotychczas stosowanym

11.2. Obliczenie sieci wentylacyjnej z uwzględnieniem strat powietrza

12. Wnioski

Spis literatury

1. Wstęp, rodzaje i wartości procentowe strat powietrza i ich wpływ na wentylację kopalń.

Wyrobiska górnicze wraz z urządzeniami wentylacyjnymi, jak tamy, mosty wentylacyjne, zamknięcia zrębów szybów wdechowych tworzą układ przewodów wentylacyjnych, zwany siecią wentylacyjną. Wyrobiska górnicze i urządzenia wentylacyjne są nieszczelne. Stąd też w nieszczelnościach wyrobisk górniczych i urządzeń wentylacyjnych występują straty powietrza, podczas jego przepływu od zrębów szybów wdechowych do komór i przodków wyrobisk przygotowawczych i eksploatacyjnych. Straty te są też zwane ucieczkami powietrza.

1.1. Rodzaje strat powietrza

Straty powietrza można, zgodnie z pracami [4] , [8],[26], [40], [41], [60], [65], [69] podzielić na dwie grupy:

- straty równomiernie rozłożone /ciągłe/,
- straty miejscowe / umiejscowione /.

Do grupy pierwszej zalicza się ucieczki powietrza przez stare zroby, pasy podsadzkowe, oraz ucieczki między równoległymi wyrobiskami w oddziałach przygotowawczych.

Do grupy drugiej natomiast należą ucieczki powietrza zachodzące w poszczególnych miejscach sieci wentylacyjnej przez nieszczelne urządzenia wentylacyjne.

Straty powietrza ze względu na miejsce ich powstania dzielą się według prac [4], [26], [40], [41], [65], [69] na następujące grupy:

- Straty zewnętrzne, tj. ucieczki powietrza przez uszczelnienie zrębu szybu wentylacyjnego, nieszczelności kanału stacji

wentylatorów i wentylator rezerwowy;

- Straty wewnętrzne, tj. ucieczki powietrza przez tamy wentylacyjne w wyrobiskach podszybia przy centralnym położeniu szybów, przez tamy w połączeniach grupowych dróg powietrza świeżego i dróg powietrza zużytego, przez tamy między wyrobiskami równoległymi doprowadzającymi i odprowadzającymi powietrze w rejonach wentylacyjnych, przez mosty wentylacyjne, przez stare zroby przy systemie eksploatacji do pola, przez złącza lutni wentylacyjnych.

Można więc powiedzieć, że do strat zewnętrznych zaliczają się ucieczki powietrza z sieci wentylacyjnej bezpośrednio do atmosfery zewnętrznej przy stosowaniu tłoczących wentylatorów głównych, lub zasysanie powietrza z atmosfery do sieci wentylacyjnej przy stosowaniu ssących wentylatorów głównych.

Natomiast straty wewnętrzne są to ucieczki powietrza zachodzące w sieci wentylacyjnej między wyrobiskiem prowadzącym powietrze świeże, a wyrobiskiem z powietrzem zużytym [69] .

Ze względu na charakter przepływu straty powietrza /ucieczki/ mogą być szczelinowe lub filtracyjne.

Ucieczki o charakterze szczelinowym zachodzą w nieszczelnościach urządzeń wentylacyjnych. Ucieczki typu filtracyjnego mają miejsce w przypadku ruchu powietrza przez ośrodek porowaty [69] .

1.2. Wpływ strat powietrza na wentylację kopalń

Niekorzystny wpływ strat powietrza na wentylację kopalń wynika stąd, że na skutek obniżenia ilości powietrza dopływającej do przodków powstają niebezpieczne stężenia gazów wybu-

chowych, przedłuża się czas przewietrzania przodków po robotach strzałowych, powstają trudne warunki klimatyczne. W konsekwencji następuje obniżenie wydajności pracy i spadek wydobywania [8], [26], [40], [49], [65], [69]. Na skutek strat część powietrza płynącego przez kopalnię nie spełnia swych zadań, a mimo to straty te stanowią składnik wydajności wentylatorów głównych. Prowadzi to w konsekwencji do dużych strat energetycznych [9], [34].

W przypadkach eksploatacji kopalin skłonnych do samozapalenia ucieczki powietrza przez stare zroby i szczeliny w złożu mogą umożliwić powstawanie ognisk pożarowych.

Straty powietrza mogą również mieć korzystny wpływ na bezpieczeństwo pracy w kopalniach metanowych /gazowych/ [8], [16], [39]. W takich kopalniach ucieczki powietrza poprzez stare zroby /które są miejscem dużych koncentracji metanu/ powodują obniżenie stężenia metanu i jego wypływ do chodników wentylacyjnych. Straty powietrza niekiedy uważa się za użyteczne. Na przykład wtedy, gdy zapewniają przewietrzanie wyrobisk, w których one płyną, jak np. przewietrzanie krótkich przecinek łączących wyrobiska równoległe. W przecinkach należy tak zlokalizować pełne /głuche/ tamy wentylacyjne, aby dyfuzja turbulentna zapewniała skuteczne przewietrzanie dojść do tych tam. Tamy te powinny być praktycznie szczelne.

1.3. Wartości procentowe strat powietrza w kopalniach

Szereg publikacji z zakresu wentylacji wskazuje na to, że straty powietrza osiągają w istniejących już kopalniach duże rozmiary.

Na przykład dane zamieszczone w pracy [40] wskazują, że ucieczki powietrza w radzieckich kopalniach węgla są duże i mogą wahać się jak np. w Donbasie od 22,7 do 66,2 % całej ilości powietrza wpływającego do kopalni. Badania przeprowadzone przez Instytuty Górnicze ZSRR wykazały, że w kopalniach rud metali w większości przypadków straty powietrza sięgają 50 % ilości powietrza w przekroju szybów wdechowych [26], [6]. Praca [46] podaje, że straty wewnętrzne w kopalniach mogą dochodzić do 76 %.

Również według badań amerykańskich [7] straty powietrza są bardzo poważnym problemem i uważane są przez tamtejszych specjalistów za "najdroższe straty". Na niektórych kopalniach USA straty te osiagają 80 % ilości powietrza płynącego przez wentylator. Nawet w kopalniach o bardzo starannej wentylacji straty rzadko są niższe od 30 %.

W angielskich kopalniach węgla [22] ilość powietrza przechodzącego przez ściany eksploatacyjne stanowi przeważnie 45 do 65 % wydajności wentylatorów głównych, czyli straty wynoszą odpowiednio 55 do 35 %.

Całkowite straty powietrza w czeskich kopalniach rud wynoszą 60 %, a niekiedy i więcej procent [60].

Dla polskich kopalń węgla według danych zamieszczonych w pracy [31] ilość powietrza dochodzącego do miejsc pracy stanowi 24,5 do 53,3 % ilości powietrza płynącej szybami wentylacyjnymi. Natomiast według W. Budryka [8] straty powietrza mogą dochodzić do 80 %.

Wobec powyższego można stwierdzić, że zarówno w zagranicznym, jak i polskim górnictwie straty powietrza stanowią złożony problem, który jest trudny do rozwiązania i wciąż

jeszcze otwarty.

Problem strat powietrza ma ogromne znaczenie dla intensyfikacji przewietrzania kopalń. Zmniejszając bowiem straty powietrza, możemy przy niezmiennych parametrach wentylatorów i bocznici sieci wentylacyjnych zwiększyć intensywność przewietrzania komór oraz przodków przygotowawczych, jak i eksploatacyjnych.

W rozdziale 2-gim tej pracy przedstawiony jest aktualny stan sieci wentylacyjnych kopalń LGOM, zwłaszcza kopalni Polkowice, z uwzględnieniem możliwości występowania strat powietrza.

W rozdziale 3-cim rozważono intensyfikację przewietrzania kopalń, jaką można i należy uzyskać w kopalniach LGOM poprzez przechodzenie od ekstensywnej do intensywnej gospodarki powietrzem w tych kopalniach. W wyniku tego rozważania postawiono tezy niniejszej pracy doktorskiej i jej cel oraz podano uzasadnienie tematu.

W rozdziale 4-tym przedstawiono dotychczasowe badania obce nad stratami powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych.

W rozdziale 5-tym przedstawiono badania własne nad stratami powietrza w całej sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice. Podano metody wyznaczania strat powietrza stosowane w tej pracy. Dokonano również krytycznej analizy strat powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice.

W rozdziale 6-tym przedstawiono badania własne nad stratami powietrza w równoległych wyrobiskach przygotowawczych bez stosowania w nich wentylatorów swobodnych. Wyznaczono zależności empiryczne na zmiany wydatku powietrza wzdłuż drogi

jego przepływu w rejonie. Wyprowadzono również wzory umożliwiające obliczanie oporów zastępczych, oporów tam i dysypacji energii w układzie równoległych wyrobisk przygotowawczych oraz wprowadzono pojęcie współczynnika uwzględniającego nie szczelności wyrobisk równoległych.

W rozdziale 7-mym przedstawiono badania własne strat powietrza w wyrobiskach równoległych przy stosowaniu wentylatorów swobodnych.

W rozdziale 8-mym opracowano zależność zmian wydatku powietrza w głównych chodnikach transportowych od ilości połączeń z chodnikami wodno - wentylacyjnymi.

W rozdziale 9-tym przedstawiono badania własne strat powietrza w rejonie podszybii.

W rozdziale 10-tym opracowano metodę wyznaczania strat zewnętrznych powietrza w kopalniach istniejących i projektowanych.

W rozdziale 11-tym przedstawiono przykład obliczania sieci wentylacyjnej kopalni projektowanej z uwzględnieniem strat powietrza.

Na zakończenie przedstawiono wnioski wynikające z niniejszej pracy.

2. Aktualny stan sieci wentylacyjnych kopalń IGOM

2.1. Wprowadzenie

Projektując kopalnie rud miedzi IGOM zastosowano takie ich modele, które umożliwiały dużą koncentrację wydobycia, szybkie udostępnienie złoża i sprawną odstawę dużych ilości urobku. Jako model optymalny dla pierwszych dwóch kopalń IGOM, tj. Lubin i Polkowice, przyjęto kopalnię zespołową o trzech kopalniach elementarnych udostępnionych każda dwoma szybami i połączonych ze sobą pod ziemią wyrobiskami transportowymi. Jedyne odstępstwo od tej koncepcji istnieje w rejonie wschodnim kopalni Lubin, który udostępniono tylko jednym szybem.

Przyjęcie modelu kopalni zespołowej wiązało się równocześnie z koniecznością stworzenia sieci wentylacyjnych o bliźniaczym usytuowaniu szybów, z których jeden jest wdechowy, a drugi wydechowy [19], [64]. Sieć taka charakteryzuje się kontaktem dróg powietrza świeżego z drogami powietrza zużytego, co umożliwia występowanie dużych strat powietrza.

Przy projektowaniu trzeciej kopalni IGOM-u, tj. Rudnej, uwzględniono już niektóre postulaty odnośnie do ograniczenia strat powietrza, stąd mamy do czynienia w niektórych jej rejonach z siecią wentylacyjną o peryferyjnym usytuowaniu szybów wentylacyjnych. W okresie przeprowadzania badań do niniejszej pracy kopalnia Rudna była dopiero w budowie, więc nie mogła być obiektem badań nad stratami powietrza.

Sieć wentylacyjna kopalni Lubin - na skutek udostępnienia rejonu wschodniego jednym szybem - ma nieduże odstępstwa od modelu sieci o bliźniaczym usytuowaniu szybów.

W niniejszej pracy zajęto się siecią wentylacyjną kopalni Polkowice, która jest typową kopalnią zespołową o trzech kopalniach elementarnych, udostępnionych dwoma szybami bliźniaczymi każda. Z tego tytułu można było się spodziewać dużych problemów związanych ze stratami powietrza w sieci wentylacyjnej ZG Polkowice.

2.2. Sieć wentylacyjna kopalni Polkowice z uwzględnieniem możliwości występowania strat powietrza

2.2.1. Sieć wentylacyjna kopalni Polkowice

Sieć wentylacyjna ZG Polkowice składa się z trzech niezależnych podsieci PW, PG i PZ, w których doprowadzenie świeżego powietrza i odprowadzenie zużytego zapewniają dwa bliźniaczo usytuowane szyby.

Powietrze świeże od szybów wdechowych do rejonów wentylacyjnych dopływa przez wyrobiska podszybii i główne chodniki transportowe, którymi płyną grupowe prądy powietrza świeżego. Powietrze zużyte z rejonów odprowadza się chodnikami wodno-wentylacyjnymi i przekopami bądź lunetami wentylacyjnymi /grupowe prądy powietrza zużytego/ do szybów wydechowych. Ze względu na bliźniacze usytuowanie szybów i brak poziomów wentylacyjnych prądy powietrza świeżego i prądy powietrza zużytego płyną "równolegle" do siebie.

Wobec powyższego kopalnia Polkowice ma sieć wentylacyjną, w której występują warunki sprzyjające powstawaniu dużych strat powietrza, jeżeli nieprawidłowy jest stan urządzeń wentylacyjnych

w połączeniach dróg wlotowych z drogami wylotowymi powietrza.

W każdej z podsieci wentylacyjnych kopalni Polkowice straty powietrza występują w rejonie podszybi, w których istnieją połączenia szypów wdechowych z wydechowymi. Następnie straty powietrza powstają na głównych chodnikach transportowych w ich połączeniach z chodnikami wodno - wentylacyjnymi oraz w rejonach wentylacyjnych przez połączenia dróg powietrza świeżego z drogami powietrza zużytego. Oczywiście w każdej z podsieci występują zewnętrzne straty powietrza w zamknięciach zrębów szypów wentylacyjnych.

2.2.2. Urządzenia wentylacyjne stosowane w kopalni Polkowice

Tamy pełne / głucho, izolacyjne/

Tamy pełne są stosowane głównie w rejonowych prądach wentylacyjnych dla izolacji strumienia powietrza świeżego, prowadzonego w układzie wyrobisk równoległych jednym chodnikiem, od powietrza zużytego płynącego pozostałymi chodnikami.

Tamy pełne są wykonywane z cegły betonowej lub klinkierowej i stawiane w środkowej części przecinki. Dla zapewnienia lepszej szczelności pokrywa się je betonem natryskowym. Wymiary tych tam są różne i zależą od rozmiarów przecinki, a ich grubość minimalna powinna wynosić 25 cm.

Tamy te buduje się począwszy od 3-ciej przecinki licząc od czoła przodku. W celu zabezpieczenia ich przed działaniem fali detonacyjnej powstającej przy robotach strzałowych pozostawia się w tamach otwory o przekroju ok. 1 m^2 , które zasłania się taśmą przenośnikową.

W przecinkach najbliższych przodkom tamy pełne wykonuje się z tkaniny syntetycznej, płótna wentylacyjnego lub taśmy gumowej.

Tamy pełne są stawiane również w przecinkach między chodnikami transportowymi a wentylacyjnymi lub w innych miejscach, w których istnienie przejezdnych tam z drzwiami nie jest konieczne ze względów ruchowych.

Tamy murowane z drzwiami stalowymi.

Tamy murowane z drzwiami stalowymi wykonuje się w rejonie podszybii, w przekopach i chodnikach transportowych. Budowane są one wszędzie tam, gdzie zachodzi konieczność utrzymania połączenia dróg powietrza świeżego z drogami powietrza zużytego.

Tamy te są jedno - lub dwuskrzydłowe o rozmiarach drzwi zapewniających przejazd lub transport maszyn samojezdnych. Grubość muru odrzwi wynosi co najmniej 50 cm.

Przy dużych różnicach potencjałów /spadkach naporu/, zwłaszcza w rejonie podszybii szybów bliźniaczych, buduje się sluzy składające się z dwóch lub trzech tego rodzaju tam.

Niekiedy tamy takie automatyzuje się. Otwieranie lub zamykanie drzwi tam automatycznych przeprowadza się za pomocą siłowników pneumatycznych, hydraulicznych bądź elektrycznych.

Mosty wentylacyjne

W kopalni Polkowice wykonuje się mosty wentylacyjne w postaci dwóch kanałów wymijających się /jeden nad drugim/, wykonanych z prefabrykatów betonowych lub z lutni. Mosty lutniowe wyposaża się niekiedy w wentylatory lutniowe, które zapewniają

żądany wydatek powietrza.

Stacje wentylatorów głównych

W poszczególnych podsieciach wentylacyjnych przepływ powietrza wywołany jest przez wentylatory przy szybach wydechowych.

W podsieci PW kopalni Polkowice działa przy szybie PIV stacja trójwentylatorowa, w skład której wchodzi 3 wentylatory PRJ 220/1,66, z których dwa pracują normalnie w połączeniu równoległym, a trzeci stanowi rezerwę.

W podsieci PZ kopalni Polkowice działa przy szybie P VI stacja trójwentylatorowa złożona z wentylatorów typu PRJ 260/1,4. Stacja ta została uruchomiona w roku 1973, przy czym w początkowym okresie działał tłoczendo jeden wentylator PRJ 260/1,4.

Podsieć PG kopalni Polkowice jest wyposażona w trójwentylatorową stację działającą przy szybie P II, w której skład wchodzi wentylatory PRJ 260/1,4. W początkowym okresie w podsieci tej działała stacja dwuwentylatorowa.

W podsieci PG powyżej poziomu 810 m znajduje się wentylator WOK - 7 du, który pracuje szeregowo ze stacją wentylatorów na powierzchni.

Wszystkie stacje są wyposażone w urządzenia, które umożliwiają ssące lub tłoczendo indywidualne działanie każdego wentylatora lub też ich pracę w połączeniu równoległym. Wentylatory są wyposażone w urządzenia do regulacji parametrów ich punktów pracy.

Kanały stacji wentylatorów

Stacja wentylatorów głównych działająca w podsieci PW

kopalni Polkowice jest połączona z szybem P IV betonowym kanałem wentylacyjnym o polu przekroju 24 m^2 .

W podsieci PZ kopalni Polkowice istniał w początkowym okresie tymczasowy kanał blaszany połączony z szybem P VI.

W 1973 r. włączony został ostateczny betonowy kanał wentylacyjny o polu przekroju 24 m^2 .

Szyb P II był połączony pierwotnie ze stacją wentylatorów kanałem betonowym o polu przekroju 12 m^2 . W 1974 r. włączony został dodatkowy bocznik blaszany o przekroju 12 m^2 łączący szyb P II z wentylatorem PRJ 260/1,4 nr 3.

Zamknięcia zrębów szybów wentylacyjnych

W podsieci PW zamknięcie zrębu szybu P IV stanowią klapy i uszczelnienie trzonu wieży szybowej.

W podsieci PZ zręb szybu P VI zamknięty jest na głucho pomostem.

W podsieci PG szyb P II jest szybem wydobywczo - wentylacyjnym. Zamknięcie zrębu tego szybu stanowią klapy unoszone przez skip oraz uszczelnienie trzonu wieży szybowej.

2.3. Rodzaje ucieczek powietrza w kopalni Polkowice

W kopalni Polkowice występują wszystkie rodzaje ucieczek powietrza / rozdział 1-szy/, które związane są z modelem kopalni o bliźniaczym usytuowaniu szybów.

Ucieczki zewnętrzne oraz ucieczki wewnętrzne, tj. na podszybiach, głównych drogach i w rejonach wentylacyjnych, występujące w kopalni Polkowice zostaną omówione dokładnie w dalszej części niniejszej pracy.

Należy na tym miejscu tylko podkreślić, że w tej pracy nie zajmujemy się ucieczkami powietrza przez stare zroby ani ucieczkami w lutniociągach.

Problem ucieczek powietrza przez stare zroby w warunkach kopalń IGOM praktycznie nie występuje. Rozwiązano go przez zastosowanie zalecenia Zespołu Roboczego ds. Wentylacji i Klimatyzacji mówiącego o tym, że celem uniknięcia strat powietrza w zrobach rozcinkę oddziałów należy tak prowadzić, aby zapewnić dopływ i odpływ powietrza wzdłuż calizny.

W pracy niniejszej nie zajmowano się zagadnieniem ucieczek powietrza w lutniociągach, gdyż jest ono dosyć szczegółowo zbadane [10], [43], [68]. Należy jednak zasygnalizować, że istniejące w przodkach systemy lutniociągów bardzo często są nieuszczelnione, co na pewno wpływa na duże ucieczki powietrza.

Problem ucieczek powietrza w lutniociągach nie powinien odgrywać zasadniczej roli w ilości powietrza doprowadzanego do przodków tym bardziej, że nie stosuje się długich lutniociągów.

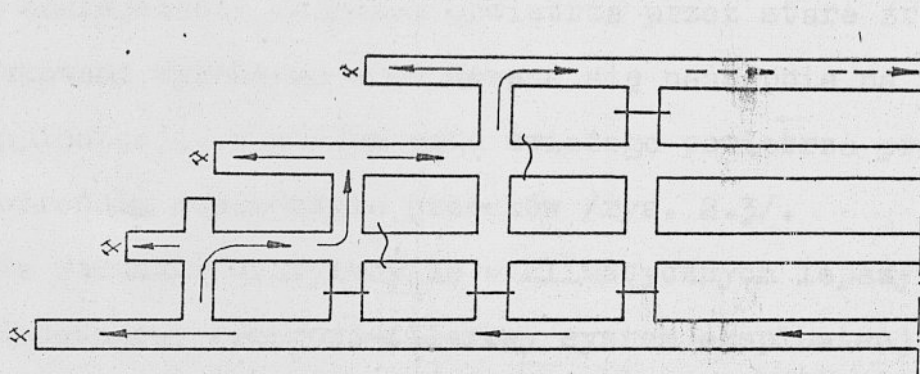
2.4. Przewietrzanie robót przygotowawczych i eksploatacyjnych w kopalni Polkowice

2.4.1. Przewietrzanie robót przygotowawczych

W kopalni Polkowice prowadzi się rozcinkę stosunkowo grubego złoża od razu kilkoma równoległymi chodnikami.

System taki został podyktowany głównie względami ekonomicznymi, które wymagają odpowiednio dużego wydobycia, a więc możliwie dużego frontu robót, a to w celu pełnego wykorzystania zestawów maszyn [19], [64].

Dąży się więc do wykonywania dużej ilości chodników okonturowujących złożę / pochodzi z nich około 50 % wydobywania kopalni/. Rozcinkę tę prowadzi się w nitkach składających się z 2, 3 lub 4 chodników, łącząc je co 30 do 50 m przecinkami. Świeże powietrze doprowadza się jednym z nich, a zużyte odprowadza się pozostałymi. Przecinki między chodnikiem prowadzącym świeże powietrze a pozostałymi wyrobiskami sukcesywnie się tamuje z wyjątkiem ostatniej, najbliższej przodków / rys. 2.1/.



rys. 2.1

Podstawowym problemem jest utrzymanie odpowiedniej szczelności tam pełnych, zwłaszcza w pobliżu przodków, w których wykonuje się roboty strzałowe. Powstała w czasie tych robót fala uderzeniowa z reguły powoduje uszkodzenia tam w pobliżu przodków.

Do rejonu wyrobisk przygotowawczych doprowadza się przeciętnie 33 do 50 m^3/s świeżego powietrza. Wybiegi tych wyrobisk przygotowawczych mogą dochodzić do 1500 m.

Dla uintensywnienia przewietrzania robót przygotowawczych stosuje się wentylatory swobodne, które umieszczane są w prądzie powietrza świeżego i zwiększają ilość powietrza dopływającego do przodków.

2.4.2. Przewietrzanie robót eksploatacyjnych

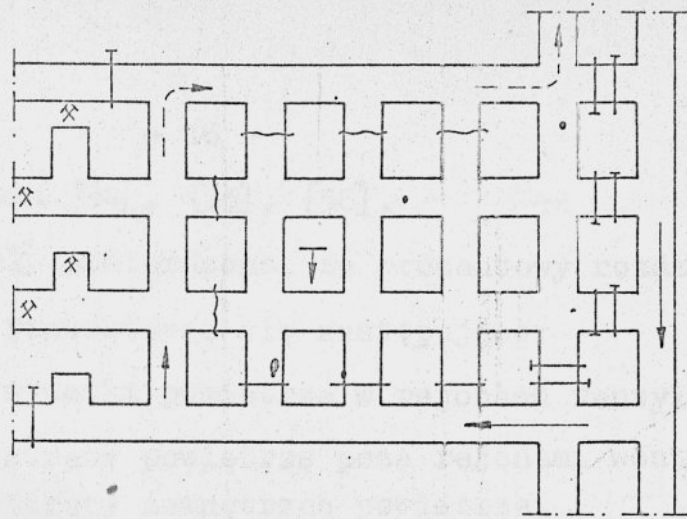
W pierwszej fazie eksploatacji złoża zastosowano w kopalniach IGOM dwuetapowy system filarowo-komorowy /rys.2.2/. W celu zmniejszenia ucieczek powietrza przez stare zroby oraz źle otamowane wyrobiska zdecydowano się następnie na taki system eksploatacji, w którym prąd świeżego powietrza przepływa w bezpośrednim sąsiedztwie przodków /rys. 2.3/.

Dla warunków wentylacyjno - klimatycznych lepszy okazał się jednoetapowy komorowo-filarowy system eksploatacji dominujący obecnie w kopalniach IGOM /rys.2.4/. Uzyskuje się przy stosowaniu tego systemu dobre warunki przewietrzania robót górniczych z uwagi na uzyskanie równoległego do linii frontu przepływu powietrza.

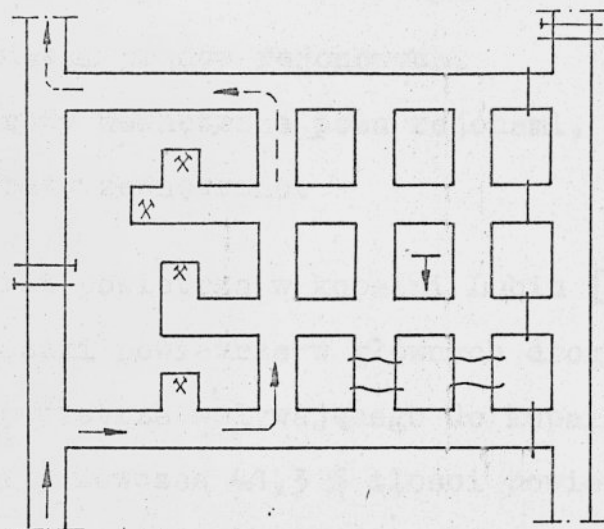
2.5. Wstępna ocena strat powietrza w kopalniach IGOM, uzasadnienie celowości tematu pracy doktorskiej

W kopalniach IGOM występują warunki, które umożliwiają powstawanie dużych strat powietrza.

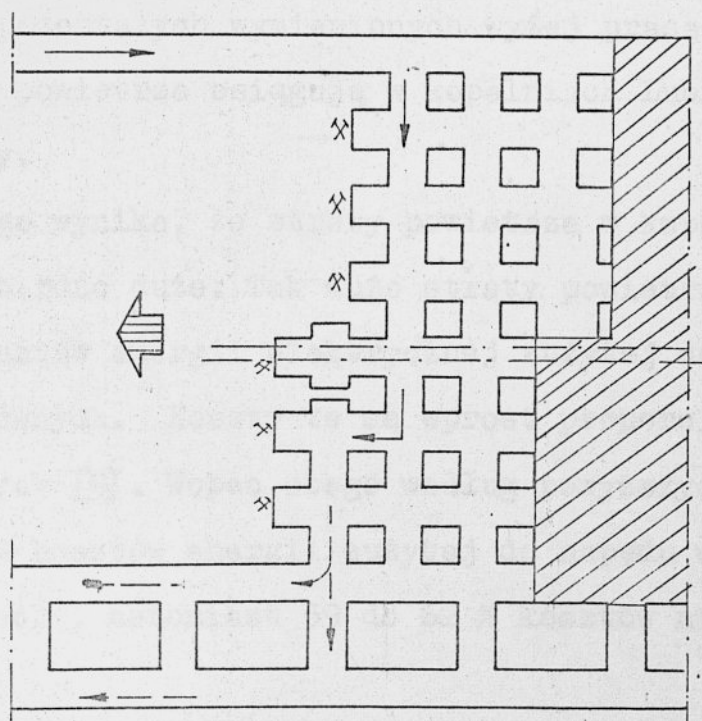
Dotychczas straty powietrza w kopalniach IGOM rozpatrywano na ogół przy realizacji innych badań dotyczących wentylacji [50], [51], [52], [53]. W ramach niniejszej pracy rozpoczęto badania wyłącznie nad problemem strat powietrza w kopalniach



rys. 2.2



rys. 2.3



rys. 2.4

Polkowice i Lubin [54], [55], [56].

W pracy [52] stwierdzono, że procentowy rozdział powietrza w ZG Polkowice przedstawia się następująco:

$r_o = 38,1\%$ - wydatki powietrza w rejonach wentylacyjnych,

$r_{po} = 26,5\%$ - straty powietrza poza rejonami wentylacyjnymi,

$r_{sz} = 35,4\%$ - straty zewnętrzne powietrza.

Natomiast badania przeprowadzone w ZG Lubin [52] wykazały, że procentowy rozdział powietrza wynosił:

$r_o = 41\%$ - wydatki prądów rejonowych,

$r_{po} = 22\%$ - straty wewnętrzne poza rejonami,

$r_{sz} = 37\%$ - straty zewnętrzne.

Badania strat powietrza w kopalni Lubin [56] pozwoliły ustalić, że ucieczki powietrza w głównych drogach stanowiły 23,2 % całości powietrza wpływającego do kopalni. Straty wewnątrz oddziałów wynosiły wówczas 41,3 % ilości powietrza dopływającej do oddziałów a straty zewnętrzne stanowiły średnio 17,1 % wydajności wentylatorów głównych.

Również w pozostałych wymienionych wyżej pracach podkreślono, że straty powietrza osiągają w kopalniach Lubin i Polkowice duże rozmiary.

Z powyższego wynika, że straty powietrza w kopalniach Lubin i Polkowice są bardzo duże. Tak duże straty powietrza są przyczyną poważnych kosztów energii elektrycznej zużytej do napędu wentylatorów głównych. Koszty te są wprost proporcjonalne do procentowych strat [9]. Wobec czego według powyższych danych około 38 do 41 % kosztów energii zużytej do napędu wentylatorów idzie na wentylację, natomiast 59 do 62 % kosztów nie daje żadnych efektów.

Również z powodu tak dużych strat przewietrzanie wyrobisk górniczych nie osiąga intensywności niezbędnej dla zapewnienia prawidłowych warunków pracy [12], [17].

Można więc stwierdzić, że celowe było podjęcie tematu niniejszej pracy doktorskiej.

3. Główne problemy wentylacyjne kopalń IGOM
ekstensywna i intensywna gospodarka powietrzem
oraz intensyfikacja przewietrzania kopalń, tezy pracy
doktorskiej

Kopalnie IGOM pod względem wentylacyjno-klimatycznym zaliczane są do najtrudniejszych kopalń miedzi na świecie [19]. Na tak niekorzystne warunki wpływają z jednej strony sposób udostępnienia złoża, stosowane systemy eksploatacji, sposób urabiania i rodzaj transportu, a z drugiej strony niekorzystne warunki zalegania złoża / duża głębokość i właściwości termiczne skał/.

Plany rozwojowe IGOM, zakładają istnienie pięciu dużych kopalń zespołowych, każda o wydobywaniu 15 do 30 tys. ton rudy na dobę. Stąd konieczne jest jak najszybsze rozwiązanie szeregu problemów, a to w celu usprawnienia projektowania i budowy dalszych nowych kopalń.

We wszystkich rozbudowywanych i nowo projektowanych kopalniach trzeba będzie z uwagi na koncentrację wydobywania - prowadzić eksploatację w sposób podobny jak to odbywa się dotychczas w kopalniach Lubin, Polkowice i Rudna [14]. W konsekwencji struktury sieci wentylacyjnych nowych kopalń będą podobne do struktur sieci kopalń już istniejących. Podobieństwo to będzie występowało zwłaszcza w fragmentach sieci wentylacyjnych obejmujących rejony przygotowawcze i rejony eksploatacyjne.

Ważnymi i pilnymi do rozwiązania są dwa główne problemy wentylacyjne kopalń IGOM:

1/ Zapewnienie prawidłowych warunków klimatycznych w kopalniach IGOM przy wzrastającej głębokości eksploatacji.

2/ Skuteczne zwalczanie zagrożeń od gazów toksycznych wydzielających się w czasie pracy maszyn samojezdnych i podczas robót strzałowych.

Dla rozwiązania tych zagadnień prowadzone są badania w AGH, Politechnikach Śląskiej i Wrocławskiej, Cuprum i GIG.

Dotychczas zagrożenie od gazów toksycznych i zagrożenia temperaturowe zwalczano przede wszystkim środkami wentylacyjnymi. Zwiększając bowiem ilość powietrza w kopalniach przez stosowanie stacji wentylatorowych o coraz to większych mocach, można uzyskać coraz lepsze rozrzedzenie gazów toksycznych oraz bardziej intensywną wentylację miejsc pracy powodującą poprawę warunków klimatycznych na coraz to większych głębokościach.

Zwiększając średnice szybów, przekroje wyrobisk przewożowych oraz ich liczbę otrzymamy coraz większą przepustowość wentylacyjną kopalń IGOM. Wykorzystując tę przepustowość oraz stosując stacje trójwentylatorowe lub czterowentylatorowe o coraz to większych mocach odsuwamy potrzebę stosowania urządzeń chłodniczych na odpowiednio dalszą przyszłość.

Gospodarkę powietrzem w kopalniach IGOM prowadzoną w powyższy sposób można więc nazwać ekstensywną. Ekstensywna gospodarka powietrzem jest kosztowna i kryje w sobie poważne rezerwy ilości powietrza. Rezerwy te możemy wykorzystać ograniczając straty powietrza, na skutek czego przejdziemy od ekstensywnej do intensywnej gospodarki powietrzem, uzyskując na tej drodze intensyfikację przewietrzania.

Stosując ekstensywną gospodarkę powietrzem w zasadzie nie zwracamy uwagi na ucieczki powietrza, co znajduje wyraz w projektowaniu wentylacji kopalń, - które w tym przypadku - oparte jest na przyjęciu wskaźników ilości powietrza dla całych kopalń

lub ich części. Takie projektowanie jest stosowane wciąż jeszcze w kopalniach LGOM, jak i w kopalniach węgla. Cechuje się ono obliczaniem rozpływu powietrza przy posuwaniu się w kierunku od zrębów szybów wdechowych do przodków i następnie do kanałów wentylacyjnych przy szybach wydechowych.

Stosując natomiast intensywną gospodarkę powietrzem, nie można nie uwzględniać strat powietrza. Nie stosujemy tu wskaźników ilości powietrza dla całych kopalń. Natomiast obliczamy ilości powietrza niezbędne dla określonych miejsc pracy załogi. Znając te ilości powietrza oraz określając straty powietrza, wyznaczamy jego rozpływ w kopalni posuwając się od przodków w kierunku zrębów szybów wdechowych i w kierunku szybów wydechowych / wentylatorów głównych/.

Wobec powyższego, w celu skutecznego zwalczania zagrożeń gazowych i temperaturowych, należy z uwagi na coraz to większą głębokość eksploatacji - przechodzić od ekstensywnej do intensywnej gospodarki powietrzem w systemach wentylacyjnych.

Wyznaczenie rozpływu powietrza podczas projektowania wentylacji oparte na wskaźnikach ilości powietrza można stosować tylko przy wstępnym rozpatrywaniu różnych systemów wentylacyjnych.

Z chwilą wybrania określonego systemu wentylacyjnego konieczne jest wyznaczenie rozpływu powietrza przy uwzględnieniu jego strat. Takie wyznaczenie rozpływu powietrza jest niezbędne w czasie projektowania systemu wentylacyjnego przy stosowaniu intensywnej gospodarki powietrzem.

W pracy doktorskiej wykorzystano badania obce nad stratami powietrza oraz przeprowadzono badania własne w rejonach kopalni Polkowice wentylacyjnie reprezentatywnych dla wszystkich kopalń LGOM.

Na podstawie wyników tych badań oraz na podstawie znanych sposobów obliczania ilości powietrza możemy w czasie projektowania systemu wentylacyjnego z uwzględnieniem intensywnej gospodarki powietrzem - wyznaczyć rozpływ powietrza w tym systemie. Korzystając z wymienionych podstaw możemy również wykonać analizę systemu wentylacyjnego kopalni istniejącej, pozwalającą określić rezerwy ilości powietrza.

W toku wyznaczania rozplwu powietrza w kopalni projektowanej szczegółowo muszą być określone środki wentylacyjne /rodzaje tam wentylacyjnych, mostów wentylacyjnych, zamknięć zrębów szybów wdechowych itd./ jakie niezbędne są dla uzyskania intensywnej gospodarki powietrzem w systemie wentylacyjnym.

W przypadku gdy założymy, że w kopalni projektowanej lub rekonstruowanej zostaną użyte tylko dotychczas stosowane w kopalniach IGOM środki wentylacyjne, wówczas obliczając ilości powietrza w sieci w kierunku od przodków do zrębów szybów, uzyskamy system wentylacyjny nie cechujący się dużą intensywnością gospodarki powietrzem, ale projekt tego systemu będzie zgodny z rzeczywistością. Takiej zgodności z rzeczywistością nie ma projekt systemu wentylacji, w którym rozpływ powietrza obliczono korzystając ze wskaźników ilości powietrza. Brak wymienionej zgodności jest jedną z istotnych przyczyn nieprawidłowego doboru stacji wentylatorowych.

Podjęcie w pracy doktorskiej badań nad stratami powietrza w kopalni Polkowice w aspekcie intensyfikacji przewietrzania kopalń IGOM jest więc w pełni uzasadnione.

Wobec powyższego w określonej kopalni istniejącej można w różnych okresach prowadzić ekstensywną lub intensywną gospodarkę powietrzem.

Linia demarkacyjna między tymi gospodarkami zostanie osiągnięta w tym momencie , w którym określone rodzaje strat powietrza w kopalni przyjmą wartości równe dopuszczalnym stratom powietrza.

W przypadku gdy w takiej kopalni w ramach realizacji gospodarki intensywnej powietrzem będą prowadzone konkretne roboty zmniejszające straty powietrza od dopuszczalnych do minimalnych wówczas w kopalni takiej intensywna gospodarka powietrzem w miarę postępu wymienionych robót zbliża się do optymalnej gospodarki powietrzem. Z chwilą osiągnięcia optymalnej gospodarki powietrzem można będzie stwierdzić, że osiągnięta została maksymalna intensyfikacja przewietrzania określonej kopalni.

Nadmienić należy, że kopalniana sieć wentylacyjna jest - jak wspomniano w rozdziale 1-szym tej pracy - układem nieszczelnych przewodów /wyróbk górniczych/ i nieszczelnych urządzeń wentylacyjnych. Stąd też zmniejszenie strat powietrza poniżej minimalnych jest praktycznie niemożliwe lub ekonomicznie nieuzasadnione. Np. w przypadku rozgałęzionego lutniociągu metalowego mamy sieć wentylacyjną, w której minimalne straty powietrza /równe zeru/ możemy osiągnąć wówczas, gdy lutniociąg ten np. pospawamy na wszystkich złączach, tzn. wówczas, gdy lutniociąg ten będzie złożony z idealnie szczelnych przewodów. Takich efektów nie można uzyskać uszczelniając wyróbiska górnicze.

Na podstawie informacji podanych w rozdziałach 1 do 3 można sformułować następujące tezy niniejszej pracy doktorskiej:

Dotychczasowa gospodarka powietrzem w kopalniach IGOM jest ekstensywna i cechuje się ucieczkami powietrza większymi od dopuszczalnych a tym bardziej minimalnych.

Różnica między rzeczywistymi ucieczkami powietrza a dopuszczalnymi / minimalnymi/ stanowi rezerwę powietrza, którą można wykorzystać przeprowadzając intensyfikację przewietrzania.

Zagrożenia gazowe i klimatyczne /temperaturowe/ w istniejących, jak i projektowanych kopalniach IGOM można i należy - w miarę dalszego wzrostu wydobywania i głębokości eksploatacji - zwalczать środkami wentylacyjnymi, nie tylko zwiększając przepustowość sieci wentylacyjnych, lecz także intensyfikując przewietrzanie kopalń IGOM przez przechodzenie od ekstensywnej do intensywnej /coraz bliżej optymalnej/ gospodarki powietrzem w sieciach wentylacyjnych.

Wobec powyższego na podstawie badań dotyczących strat powietrza w kopalni Polkowice , należało - w ramach rozprawy doktorskiej - opracować zależności, które przy znajomości systemu wentylacyjnego i stosowanych urządzeń wentylacyjnych, pozwalają obliczyć:

- wydatki prądów powietrznych na wlotach do rejonów, jeśli znane są ilości powietrza konieczne do przewietrzania przodków w tych rejonach;

- wydatki prądów powietrznych na początku grupowych dróg wlotowych jeżeli znane są wydatki na końcach tych dróg;

- wydatki powietrza na zrębach szybów wdechowych jeżeli znane są ilości powietrza wypływające z podszybi i ilości powietrza potrzebne do przewietrzania komór;

- wydajności wentylatorów głównego przewietrzania, jeżeli znane są ilości powietrza na podszybiach szybów wydechowych i straty na zrębach tych szybów.

Również należało opracować zależności pozwalające wyznaczyć dysypacje energii w bocznicach wentylacyjnych z uwzględnieniem strat powietrza w tych bocznicach.

Dysponując wymienionymi zależnościami dotyczącymi wydatków prądów powietrznych i dysypacji energii możemy ustalić straty powietrza w kopalni istniejącej lub projektowanej, przez co staje się możliwa realizacja intensywnej gospodarki powietrzem w systemie wentylacyjnym.

W związku z powyższym należało przeprowadzić w kopalni Polkowice, jako reprezentatywnej ze względu na ekstensywny charakter gospodarki powietrzem, badania strat powietrza w całej sieci wentylacyjnej oraz w poszczególnych prądach rejonowych i grupowych aby można było otrzymane wyniki wykorzystać do opracowania wspomnianych zależności dotyczących wydatków powietrznych i dysypacji energii.

Wspomniana reprezentatywność pozwoli na uogólnienie wyników badań w kopalni Polkowice na wszystkie kopalnie IGOM, w których są lub będą stosowane podobne systemy wentylacyjne.

Badania strat powietrza wykonano w kopalni Polkowice w latach 1972, 1973 i 1974.

W dalszym ciągu tej pracy, najpierw przedstawimy dotychczasowe badania obce nad stratami powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych, w których - w związku z powyższą tezą - zwrócimy uwagę między innymi na dopuszczalne straty powietrza. Z kolei przejdziemy do badań własnych w tym zakresie.

4. Dotychczasowe badania obce nad stratami powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych

4.1. Prawa dotyczące strat powietrza

Powietrze, które z pominięciem przodków eksploatacyjnych płynie do prądu powietrza zużytego, podlega określonym prawom ruchu. W przeciwieństwie do ruchu powietrza w wyrobisku górniczym który z reguły jest turbulentny, ucieczki powietrza przez urządzenia wentylacyjne, stare zroby i pasy podsadzkowe nie zawsze są przepływami turbulentnymi.

Badania przeprowadzone w laboratoriach i kopalniach radzieckich [4], [40], [41], [65], [69] wykazały, że np. proces przesączania się powietrza przez warstwę piasku, uszczelnioną podsadzką, pasy podsadzkowe i spękane skały jest ruchem laminarnym lub bliskim jemu. Wykładnik potęgi "n" w równaniu dysypacji energii /4.1/ w takim przypadku jest równy jedności, tj. $n = 1$. Przy przepływie powietrza przez warstwy drobnego materiału np. nieuszczelnioną podsadzkę zachodzi ruch pośredni między laminarnym a turbulentnym. Wykładnik potęgi n w równaniu /4.1/ mieści się w przedziale od $n=1$ do $n=2$. Badania wykazały, że przepływ powietrza przez nieszczelne urządzenia wentylacyjne jest turbulentny, przy czym wykładnik potęgi przyjmuje wartość 2, tj. $n=2$.

Uszczelnienie danego urządzenia wentylacyjnego może spowodować zmianę charakteru przepływu powietrza.

Stąd dla urządzeń wentylacyjnych dobrej jakości ruch powietrza nie będzie podlegał prawom ruchu turbulentnego ani laminarnego. Dla obliczeń wentylacyjnych wykładnik potęgi "n" w równaniu dysypacji energii podczas ucieczek powietrza przyjmuje się

zwykle równy 2, tj. $n=2$, przy czym wówczas nie popełniamy dużych błędów [49].

Wymienioną dysypację energii / spadek naporu/ [47], [11] w przypadku traktowania sieci wentylacyjnej jako pasywnej / $\xi = \text{idem}$ / określa się wg wzoru

$$l_{fv} = R_s \dot{V}_s^n \quad /4.1/$$

gdzie: l_{fv} - dysypacja energii związana ze stratami powietrza, J/m³,

R_s - opór aerodynamiczny urządzenia lub ośrodka, przez który zachodzą ucieczki powietrza, Ns²/m⁸,

$\dot{V}_s$ - wydatek objętościowy strat /ucieczek/ powietrza, m³/s,

n - wykładnik potęgi charakteryzujący rodzaj przepływu powietrza, $1 \leq n \leq 2$.

Dysypacja energii l_{fv} jest równa pracy, jaką wykonuje powietrze przy pokonywaniu oporu danego urządzenia wentylacyjnego.

Między wydatkiem objętościowym $\dot{V}_s$ strat powietrza, a jego prędkością średnią w_m i polem przekroju A "przewodu", w którym występują te straty, zachodzi znana relacja

$$\dot{V}_s = A w_m \quad /4.2/$$

Ze skojarzenia relacji /4.2/ z /4.1/ wynika

$$l_{fv} = R_s A^n w_m^n \quad /4.1a/$$

Jeżeli symbolem r oznaczymy opór odniesiony do 1 m^2 pola przekroju i długości 1 m wspomnianego "przewodu" o całkowitej długości L_s , to otrzymamy relację

$$R_s = r A L_s \quad / 4.3/$$

Po skojarzeniu wzorów /4.3/ i /4.1a/ otrzymujemy

$$l_{fv} = r L_s A^{n+1} w_m^n \quad /4.1b/$$

skąd dla $A = 1 \text{ m}^2$ wynika następujący wzór na dysypację energii l_{fvs} przypadającą na 1 m^2 pola przekroju

$$l_{fvs} = r L_s w_m^n \quad /4.4/$$

Odwrotność oporu jednostkowego r nazywa się współczynnikiem przepuszczalności [65] i oznacza literą k

$$k = \frac{1}{r} \quad / 4.5/$$

Po uwzględnieniu /4.4/ możemy /4.5/ napisać w następującej postaci

$$k = \frac{L_s w_m^n}{l_{fvs}} \quad /4.5a/$$

Dla przepływu laminarnego ($n = 1$), pośredniego ($n = x$, gdzie $1 < x < 2$) i turbulentnego ($n = 2$) współczynnik przepuszczalności równy jest odpowiednio:

$$k_l = \frac{L_s w_m}{l_{fvs}} \quad /4.6/$$

$$k_p = \frac{L_s w_m^x}{l_{fvs}} \quad /4.7/$$

$$k_t = \frac{L_s \cdot w_m^2}{l_{fvs}} \quad /4.8/$$

W pracach [4] , [40] , [31] , [49] podana jest definicja współczynnika przepuszczalności powietrza dla urządzenia wentylacyjnego odmienna od definicji ujętej wzorem /4.5/. Mianowicie współczynnikiem przepuszczalności k_1 nazywany jest objętościowy wydatek powietrza (m^3/s) przesączającego się przez $1 m^2$ powierzchni urządzenia przy różnicy potencjałów po obu jego stronach równej $1 kGm/m^3$, ($9,81 J/m^3$). Oczywiście wielkość ta wiąże się z oporem aerodynamicznym urządzenia, czyli również pośrednio ze współczynnikiem zdefiniowanym przez wzór /4.5/.

Współczynniki przepuszczalności powietrza wyznacza się doświadczalnie dla zadanych warunków. Można stwierdzić, że zmiana warunków powoduje zmianę wartości współczynników. Dotyczy to szczególnie wzrostu różnicy potencjałów oraz wzrostu powierzchni urządzeń.

Polskie badania nad współczynnikami przepuszczalności opierają się dotychczas głównie na pracach radzieckich [31] , [49] .

Najbardziej prawidłową oceną jakości urządzenia wentylacyjnego ze względu na przepuszczalność powietrza jest jego opór uszczelnienia. Im opór ten jest większy, tym przepuszczalność jest mniejsza. Dobre urządzenia wentylacyjne powinny się charakteryzować dużym oporem uszczelnienia.

Uproszczona metoda oceny jakości urządzeń wentylacyjnych oparta jest na procentowych ucieczkach powietrza p przez to urządzenie [65] . Uszczelnienie urządzenia wentylacyjnego można ocenić według następujących kryteriów:

- uszczelnienie bardzo dobre

$$p \leq 5 \%$$

- uszczelnienie dobre

$$5 \% < p \leq 10 \%$$

- uszczelnienie średnie

$$10 \% < p \leq 20 \%$$

- uszczelnienie złe

$$20 \% < p \leq 50 \%$$

- uszczelnienie bardzo złe

$$p > 50 \%$$

Korzystanie z powyższych kryteriów może prowadzić do błędnych wniosków, gdy równolegle nie będziemy rozpatrywali wartości strat powietrza w urządzeniach.

4.2. Dotychczas znane metody wyznaczania strat powietrza w urządzeniach wentylacyjnych

4.2.1. Wprowadzenie

Wyznaczanie strat powietrza w urządzeniach wentylacyjnych można przeprowadzić, korzystając z dotychczas znanych metod: Metoda 1 dotyczy dużych strat powietrza, które wyznacza się bezpośrednio, mierząc prędkość powietrza i pole przekroju, a następnie wyznaczając wydatek strat powietrza wg wzoru /4.2/;

Metoda 2 polega na pomiarze różnicy ilości powietrza $\dot{V}_s$ przed $\dot{V}_p$ i za $\dot{V}_m$ urządzeniem wentylacyjnym, tj.

$$\dot{V}_s = \dot{V}_p - \dot{V}_m \quad /4.9/$$

Metoda 3 jest oparta na pomiarze różnicy potencjałów po obu stronach urządzenia wentylacyjnego i wyznaczeniu

wydatku strat $\dot{V}_S$ wg wzorów /4.15/ i /4.30/,

Metoda 4 polega na zbudowaniu w wyrobisku tamy z oknem, przez które kierowane są straty powietrza z prędkością dającą się zmierzyć posiadanymi przyrządami pomiarowymi.

Jakościowe ocenianie strat powietrza można przeprowadzić za pomocą dymu lub izotopów promieniotwórczych. W tym przypadku określa się raczej miejsca ucieczek powietrza, a nie ich wartości,

Wyznaczone jedną z powyższych metod straty powietrza $\dot{V}_S$ możemy odnieść do wydatku powietrza $\dot{V}_P$ dopływającego do miejsca, w którym znajduje się urządzenie wentylacyjne. Otrzymamy wówczas współczynnik strat powietrza.

$$p = \frac{\dot{V}_S}{\dot{V}_P} \quad /4.10/$$

Jeżeli straty powietrza $\dot{V}_S$ odniesiemy do ilości powietrza odpływającego z miejsca, w którym znajduje się urządzenie wentylacyjne, otrzymamy straty powietrza określone przez współczynnik

$$p_m = \frac{\dot{V}_S}{\dot{V}_m} \quad /4.11/$$

Między związkami /4.10/ i /4.11/ zachodzi relacja

$$p = \frac{p_m}{1+p_m} \quad /4.12/$$

Poniżej przedstawimy sposoby wyznaczania ucieczek przez poszczególne urządzenia wentylacyjne. Opiszemy również charakter i wartości ucieczek w tych urządzeniach w oparciu o dotychczasowe badania przeprowadzone w tym zakresie.

4.2.2. Straty powietrza w pełnych tamach wentylacyjnych

Wartości strat powietrza w pełnych tamach wentylacyjnych zależą od ich przepuszczalności, rozmiarów i różnicy potencjałów

po obu stronach tam. Badania procesu przesączania powietrza przez tamy głuche [65], [40] wykazały, że straty powietrza zachodzą głównie na obwodzie tamy. Dla starannie wykonanej tamy stanowią one 80 do 90 % całości ucieczek [40].

Proces przesączania powietrza przez tamy pełne ma charakter złożony, gdyż przepływ następuje przez tamę, jak i spękane skały na jej obwodzie. Wykładnik potęgi w równaniu /4.1/ wykazuje w tym przypadku dużą zmienność [40], [49], [65], [70]. Wartość wykładnika dla tam istniejących zawarta jest w zakresie 1,88 do 2,01. Zastosowanie uszczelnienia tych tam powodowało zmniejszenie wykładnika do zakresu 1,55 do 1,85. Powtórne uszczelnienie poprzez pokrycie tam mieszaniną uszczelniającą wywoływało zmianę wykładnika do wartości 1,21 do 1,72, lecz po pewnym okresie czasu /około 6 miesięcy/ wartości n wracały do pierwotnych.

Zalecane jest [70] jednakże przyjmowanie do obliczeń strat powietrza wykładnika $n = 2$ dla tam głuchych, chyba że znana jest jego rzeczywista wartość.

W zależności od warunków i wartości ucieczek określa się je dla tam pełnych metodami podanymi w rozdziale 4.2.1.

Opierając się na wzorze /4.1/, można obliczyć straty powietrza według zależności

$$\dot{V}_s = \sqrt{\frac{l_{fv}}{R_t}} \quad /4.13/$$

gdzie: R_t - opór tamy o określonym przekroju A i grubości b , Ns^2/m^8 lub kGs^2/m^8 stosownie do jednostek dysypacji energii, J/m^3 lub kGm/m^3 .

Dla warunków kopalń radzieckich Patruszew [65] podaje opory tam pokazane w tabelicy 4.1. Opory te są podane w kilomiur-
gach

(kGs^2/m^8) i odnoszą się do tam o polu powierzchni $A = 5 \text{ m}^2$ i grubości $b = 1 \text{ m}$ każda.

Tablica 4.1

Rodzaj tamy	R_t kilomiurg	
	Rodzaj skał	
	monolityczne	szczelinowate
żużłobetonowe	6100	1700
kamienne	4600	1500
z bloków żużlowych	3000	1000
kłocowe	1700	600
deskowe	900	-
kłocowe w naruszonych filarach	600	200

Opór tamy zmienia się wprost proporcjonalnie do grubości b tamy i odwrotnie proporcjonalnie do pola powierzchni A . Pozwala to wyliczyć opory tam dla różnych wartości b i A . M.A.Patruszew [40] opracował wzór /4.15/, który pozwala wyznaczyć straty powietrza w tamie pełnej. Wzór ten opiera się na definicji współczynnika przepuszczalności k_1 podanej w rozdziale 4.1. Współczynnik ten jest związany z oporem R_t tamy pełnej [70] zależnością

$$R_t = \frac{1}{k_1^2} \left(\frac{b}{B^2} \right) \quad /4.14/$$

Na podstawie zależności /4.14/ i wzoru /4.13/ możemy napisać wzór Patruszewa w postaci

$$\dot{V}_s = k_1 B \sqrt{\frac{l_f v}{b}} \quad /4.15/$$

gdzie: k_1 - współczynnik przepuszczalności powietrza w m^3/s na 1 m^2 powierzchni tamy przy różnicy potencjałów $9,81 \text{ J/m}^3 = 1 \text{ kGm/m}^3$,

$$m^{3,5} / (s \cdot N^{-0,5}) \text{ lub } m^{3,5} / (s \cdot kG^{-0,5}),$$

B - obwód tamy, m ,

b - grubość tamy , m ,

l_{fv} - dysypacja energii na tamie równa różnicy potencjałów po obu stronach tamy, J/m^3 lub kGm/m^3 .

Na podstawie następującego wzoru Szwyrkowa [47] na obwód B tamy pola przekroju A wyrobiska

$$B = 4,16 \sqrt{A} \quad /4.16/$$

ze związku /4.15/ otrzymujemy

$$\dot{V}_S = 4,16 k_1 \sqrt{\frac{l_{fv} A}{b}} \quad /4.15a/$$

Współczynnik k_1 wg Patruszewa dla różnych rodzajów tam podany jest w tabelicy 4.2.

Tabela 4.2

Rodzaj tamy	$k_1 \cdot 10^5$		Rodzaj tamy	$k_1 \cdot 10^5$	
	Skały			Skały	
	monol.	szczel.		monol.	szczel.
żużłobetonowe	29	53	klocowe	83	137
kamienne	51	89	podszadzkowe	89	-
z bloków żużlowych	38	69	deskowe	115	201
			deskowe przy pasach podszadzkowych	163	265

W polskich kopalniach rud dotychczas nie przeprowadzono badań nad współczynnikami przepuszczalności oraz nie badano charakteru przepływu powietrza przez tamy pełne.

W kopalniach ZSRR [40] za dopuszczalne ucieczki powietrza przez tamę głuchą należy uznać $20 m^3/min$ przy różnicy potencjałów

większej od 500 J/m^3 , $15 \text{ m}^3/\text{min}$ przy różnicy równej 300 J/m^3 i $10 \text{ m}^3/\text{min}$ przy różnicy potencjałów 100 J/m^3 .

Należy podkreślić, że brak zainteresowania stratami powietrza przez tamę pełną, a to ze względu na ich niedużą wartość, prowadzi może do zmniejszenia intensywności przewietrzania przodków. Brak zainteresowania stratami powietrza obserwuje się zwłaszcza w kopalniach, gdzie stosuje się dużą ilość tam pełnych, jak np. w kopalniach LGOM. Jest to wynikiem stosowania ekstensywnej gospodarki powietrzem.

Problem wyznaczania ucieczek powietrza między równoległymi wyrobiskami połączonymi co pewien odcinek przecinkami, w których zabudowane są tamy pełne, przedstawiony został w pracy [44]. Badania zostały przeprowadzone w kopalniach Donbasu przez M.A. Patruszewa, który wykazał, że dla dużych długości, jakie mogą osiągać wyrobiska równoległe, ucieczki z chodnika doprowadzającego powietrze do chodnika odprowadzającego są znaczne. Ucieczki te zależą od: odległości między tamami, przekrojów tych tam i różnicy potencjałów między wyrobiskami. Dla obliczenia wydatku powietrza $\dot{V}_p$ na początku równoległych wyrobisk M.A. Patruszew proponuje wzór

$$\dot{V}_p = \dot{V}_m + 0,5CD + \sqrt{CD\dot{V}_m + C\Delta h_{cv}} \quad /4.17/$$

gdzie:

C, D, ψ - wielkości określone następującymi wzorami,

przy czym $[C] = \text{m}^8 / (\text{Ns}^2)$, $[D] = \text{Ns}/\text{m}^5$,

$[\psi] = 1/\text{m}$,

$$C = \frac{\text{m}^8 \sqrt[3]{L}}{\psi \sqrt{R_1 R_2}} \quad /4.18/$$

$$D = 0,5 (r_1 + r_2) L \dot{V}_m \quad /4.19/$$

$$\psi = \frac{9,3}{B} \quad /4.20/$$

- $\dot{V}_m$ - wydatek objętościowy powietrza za ostatnią przecinką otamowaną, m^3/s ,
- L - długość równoległych wyrobisk, m
- r_1, r_2 - jednostkowe opory, tj. opory przypadające na 1 m, wyrobisk doprowadzającego i odprowadzającego powietrze, Ns^2/m^9 ,
- m - liczba przecinek otamowanych tamami pełnymi,
- B - obwód tamy, m,
- Δh_{cv} - różnica potencjałów na ostatniej tamie, J/m^3 ,
- R_ϕ - fikcyjny opór tam rozdzielających wyrobiska odniesiony do 1 m ich długości $N^2 s^2/m^{40/3}$.

Wartości oporu fikcyjnego dla warunków kopalń Donbasu zamieszczone są w tablicy 4.3.

Tablica 4.3.

Rodzaj tamy	$R_\phi \cdot 10^{-2}$	
	skały	
	monol.	szczel.
żużlobetonowe	390000	120000
kamienne	290000	90000
z bloków żużlowych i cegły	220000	70000
klocowe	120000	40000
deskowe	70000	22000
klocowe przy pasach podsadzkowych	40000	10000

Na podstawie związku /4.17/ możemy napisać wzór

$$\dot{V}_s = \dot{V}_p - \dot{V}_m = 0,5CD + \sqrt{CD \dot{V}_m + C \Delta h_{cv}} \quad /4.21/$$

który pozwala wyznaczyć straty powietrza, jeśli dane są wartości wielkości figurujących po jego prawej stronie.

W literaturze górniczej podana jest uproszczona metoda obliczania strat powietrza w otamowanych przecinkach łączących wyrobiska równoległe. Metoda ta jest oparta na procentowych stratach powietrza w jednej tamie [23]. Straty te odniesione są do wydatku objętościowego $\dot{V}_m$ powietrza za ostatnią przecinką otamowaną. Mnożąc ilość m otamowanych przecinek przez procentowe straty powietrza p_{1m} na jednej tamie otrzymujemy całkowite straty powietrza

$$P_{cm} = mp_{1m} \quad /4.22/$$

Wartości procentowych strat powietrza przez jedną tamę pełną przedstawiono w tablicy 4.4. [23].

Tablica 4.4.

Rodzaj tamy	P_{1m} , %	
	skały	
	monolit.	szczel.
żużłobetonowe	0,80	1,45
z bloków żużlowych	0,85	1,50
kłocowe	1,15	1,95
deskowe	1,40	2,50

Zależność /4.22/ pozwala w prosty sposób obliczyć straty powietrza w równoległych wyrobiskach.

Inne zależności, zbliżone do /4.22/, podane są w pracy [41]. Straty powietrza są obliczone dla tamy o polu przekroju 5 m^2 i wyrażone są w procentach ilości powietrza za ostatnią przecinką otamowaną. Wartości tych strat zamieszczono w tabli-

cy 4.5.

Tablica 4.5.

Rodzaj tamy	P _{1m} %	
	skały	
	monolit.	szczel.
żużłowe i żużło- betonowe	0,60	1,05
kamienne	0,70	1,20
z bloków żużlowych	0,80	1,40
kłocowe	1,0	1,75
deskowe	1,40	2,45

Korzystając z danych zamieszczonych w tablicy 4.5.

można obliczyć wydatek powietrza $\dot{V}_p$ na początku układu wyrobisk równoległych oraz straty powietrza $\dot{V}_s$ z następujących wzorów:

$$\dot{V}_p = \dot{V}_m \left(1 + \frac{mp_{1m}}{100\psi} \right) \quad /4.23/$$

$$\dot{V}_s = \dot{V}_p - \dot{V}_m = \frac{mp_{1m}}{100\psi} \dot{V}_m \quad /4.24/$$

gdzie ψ ujęte jest wzorem /4.20/

Jeżeli pole powierzchni A tamy nie jest równe 5 m² to wartości otrzymane z tablicy 4.5 należy podzielić przez $(\sqrt{5/A})$.

Dysypację energii l_{fv} w układzie wyrobisk równoległych ze stratami powietrza możemy obliczyć, korzystając ze wzoru Woronina [74]

$$l_{fv} = (r_1 + r_2) L \dot{V}_p \dot{V}_m \quad /4.25/$$

gdzie:

$$r_1, r_2, L, \dot{V}_p, \dot{V}_m - \text{jak we wzorze /4.17/}$$

Wzór /4.25/ wyprowadzono przy założeniu, że w układzie wyrobisk o długości L i oporach jednostkowych r_1 i r_2 płynie ilość powietrza będąca średnią geometryczną wydatków na początku rejonu $\dot{V}_p$ i w przodkach $\dot{V}_m$.

A.F. Miletycz [40] podaje następujący wzór na tzw. obliczeniowy wydatek $\dot{V}_0$ powietrza w układzie wyrobisk równoległych.

$$\dot{V}_0 = \sqrt{0,42 \dot{V}_p^2 + 0,31 \dot{V}_p \dot{V}_m + 0,27 \dot{V}_m^2} \quad /4.26/$$

Znając wartość obliczeniową wydatku $\dot{V}_0$ powietrza, możemy obliczyć dysypację energii w układzie wyrobisk równoległych, korzystając ze wzoru

$$l_{fv} = (r_1 + r_2) L \dot{V}_0^2 \quad /4.27/$$

w którym oznaczenia są takie same jak we wzorach /4.17/

i /4.26/.

4.2.3. Straty powietrza w tamach wentylacyjnych z drzwiami i słuzach wentylacyjnych.

Tamy wentylacyjne z drzwiami spełniają najczęściej rolę tam oddzielających. Ze względów ruchowych tamy tego rodzaju budowane są w rejonach podszybi, w wyrobiskach łączących szyby wdechowy z wydechowym, w wyrobiskach łączących grupowe prądy powietrza świeżego z grupowymi prądami powietrza zużytego.

Tamy z drzwiami wykonuje się jako drewniane, metalowe, murowane itp. Mogą być one jedno - lub dwuskrzydłowe. Z uwagi na urządzenia transportowe muszą mieć odpowiednie rozmiary umożliwiające swobodny przejazd.

Przepływ powietrza przez tego rodzaju tamy jest zjawiskiem skomplikowanym wynikającym z faktu, że część powietrza przesącza się przez nieszczelności w samej tamie / głównie przez połączenia drzwi z odrzwiami/, a część przez szczeliny w otaczającym górotworze.

Ponieważ w tego rodzaju tamach przy ich prawidłowym wykonaniu straty powietrza nie powinny być duże, badanie charakteru przepływu uciekającego powietrza jest skomplikowane. Według badań przeprowadzonych przez Hoebera [49] dla tam z drzwiami drewnianymi, metalowymi i automatycznymi charakterystyczna jest duża zmienność oporu. Średnio wynosił on dla tam automatycznych i z drzwiami stalowymi 150 do 350 Ns^2/m^8 , a dla tam drewnianych 4 do 10 Ns^2/m^8 . Wykładnik n w równaniu /4.1/ wynosił odpowiednio $n = 2,1$ do $2,35$ dla tam metalowych i automatycznych oraz $n = 1,75$ do $1,9$ dla tam drewnianych.

Badania tam z drzwiami przeprowadzone, były również przez Zespół Aerologii Górniczej Politechniki Śląskiej [49]. Przebadane tamy automatyczne posiadały zazwyczaj opór kilkunastu do kilkudziesięciu Ns^2/m^8 . Wykazano również, że zachodzi zmiana oporu wraz ze zmianą ilości powietrza płynącego przez tamę. Wykładnik potęgi n w równaniu /4.1/ zgodnie z tymi badaniami waha się w szerokim zakresie. Zauważono, że ze wzrostem ilości powietrza płynącego przez tamę wzrasta wykładnik n /4.1/.

Straty powietrza przez drzwi zależą od jakości ich wykonania, dokładności ich przylegania do odrzwi, różnicy potencjałów po obu stronach tamy. Największe ucieczki powietrza dla tego rodzaju urządzeń występują w ich dolnej części, gdzie znajduje się próg oraz bardzo często szyny.

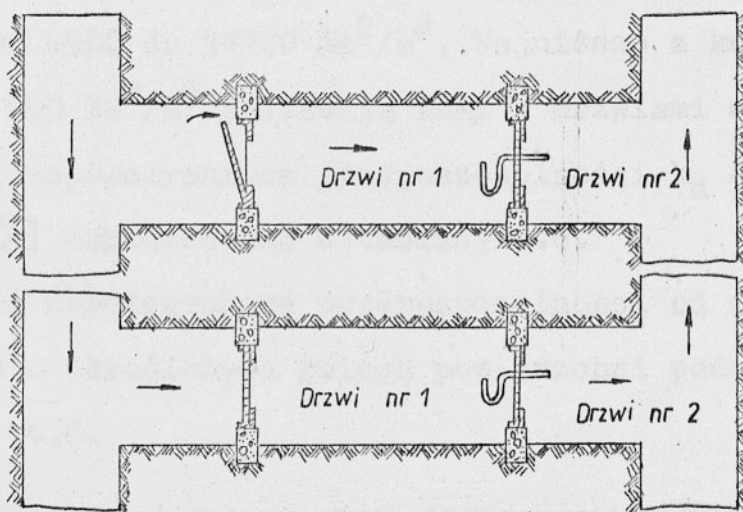
Dla wyznaczenia strat powietrza przez tamy z drzwiami można wykorzystać metody podane w rozdziale 4.2.1. Najprostszą metodą wyznaczania strat jest pomiar wydatku powietrza przepływającego obok tamy w pewnej odległości przed i za nią. Odległości te powinny być tak dobrane, aby uniknąć wpływu zawirowania strugi obok tamy. Poszukiwane straty będą różnicą obu zmierzonych wydatków.

Jeżeli przez I_{fv} oznaczmy dysypację energii w tamie, równą różnicy potencjałów Δh_{cv} po obu stronach tamy, a przez R_d jej opór i jeżeli przyjmimy, że wykładnik n występujący we wzorze /4.1/ wynosi $n = 2$, to otrzymamy następujący wzór na obliczenie strat powietrza w tamie:

$$\dot{V}_s = \sqrt{\frac{I_{fv}}{R_d}} \quad /4.28/$$

Przy małych ucieczkach przez tamy z drzwiami można skorzystać z pomiarów pośrednich [40], [65]. Pomiaru tego typu wykonuje się dla podwójnej śluzy /rys. 4.1/ w następujący sposób: Przy zamkniętych drzwiach 2 otwiera się drzwi 1 na tyle, by w szczelinie zaobserwowany został ruch powietrza. Prędkość powietrza w_1 przepływającego przez tę szczelinę mierzy się anemometrem, a wydatek $\dot{V}_{s1}$ oblicza się ze wzoru /4.2/. Równocześnie mierzy się różnicę potencjałów Δh_{cv} po obu stronach drzwi 2. Następnie przy zamkniętych drzwiach 1 mierzy się ponownie różnicę potencjałów $(\Delta h_{cv})'$ dla drzwi 2. Straty powietrza oblicza się korzystając ze wzoru

$$\dot{V}_s = \dot{V}_{s1} \sqrt{\frac{(\Delta h_{cv})'}{\Delta h_{cv}}} \quad /4.29/$$



Rys. 41

Straty powietrza $\dot{V}_s$ przez tamę z drzwiami [4], [40], [31] można również określić, stosując wzór

$$\dot{V}_s = k_d A \sqrt{\Delta h_{cv}} \quad /4.30/$$

gdzie:

k_d - wyznaczony doświadczalnie współczynnik przepuszczalności tamy, zależny od jej oporu i jej powierzchni, równy ilości powietrza w m^3/s przesączającej się przez $1 m^2$ tamy przy różnicy potencjałów $9,81 J/m^3$, $m^2/(sN^{0,5})$,

A - pole powierzchni tamy, m^2 ,

Δh_{cv} - różnica potencjałów po obu stronach tamy, J/m^3 .

Współczynnik przepuszczalności charakteryzuje jakość tamy. Ponieważ w praktyce niemożliwe jest wyznaczenie oddzielnie ucieczek przez drzwi i odrzwia, rozpatruje się je dla całej tamy.

Według badań radzieckich [40] opór tam z drzwiami wynosi od 100 do $14800 Ns^2/m^8$. Interesujący jest fakt, że największym oporem charakteryzują się tamy z drzwiami drewnianymi

obitymi blachą i uszczelnione u dołu fartuchami gumowymi. Wynosi on dla nich od 4900 do 14800 Ns^2/m^8 . Najniższe z kolei opory, rzędu 200 do 690 Ns^2/m^8 posiadają tamy z drzwiami metalowymi.

Wartości współczynników przepuszczalności k_d dla różnego rodzaju tam [4] zamieszczono w tablicy 4.6.

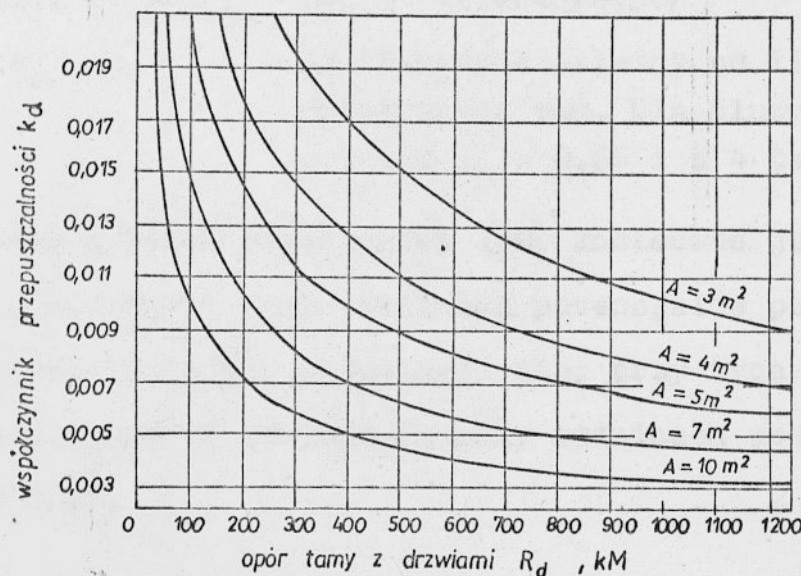
Zależność współczynnika przepuszczalności od oporu tamy [40] dla tam o określonych polach powierzchni podano na rys.4.2.

Tablica 4.6.

Charakterystyka tamy	k_d $\text{m}^2 / (\text{sN}^{05})$
Drzwi metalowe obite blachą, z fartuchami gumowymi umieszczone w betonowych lub kamiennych odrzwiach	0,0095
Jak wyżej tylko nie obite blachą	0,0128
Dla wszystkich drzwi drewnianych umieszczonych w tamach kłocowych uszczelnionych z obu stron gliną	0,026
Jak wyżej tylko deski na zakładkę	0,016

A.F. Mileticz stwierdził na podstawie badań [40], że wykonane w warunkach dołowych tamy z drzwiami tego samego rodzaju mają różne charakterystyki wentylacyjne. Natomiast fabrycznie wykonane drzwi do tam automatycznych posiadają określone charakterystyki i znacznie lepszą szczelność.

Straty powietrza zachodzące w słuzach wentylacyjnych są znacznie mniejsze niż w pojedynczych tamach wentylacyjnych.



rys.4.2

Śluza złożona z dwóch tam powoduje wzrost oporu 1,6 do 1,8 razy w stosunku do oporu jednej tamy [73], chociaż intuicyjnie wydawać by się mogło, że wzrośnie on 2 razy. Natomiast straty powietrza w takiej śluzie zmniejszają się 1,27 do 1,34 razy w stosunku do strat w jednej tamie. Zgodnie z pracą [4] zmniejszenie strat powinno być rzędu $\sqrt{2}$ razy dla śluzy podwójnej. Dla śluzy złożonej z 3 tam opór rośnie 1,9 do 2,7 razy, a straty powietrza maleją 1,38 do 1,64 razy w stosunku do jednej tamy. Czwarta tama w śluzie wpływa już w niewielkim stopniu na zmniejszenie strat powietrza. Również rozdział dysypacji energii na poszczególne tamy w śluzie nie jest jednakowy. Pierwsze drzwi, dla śluzy podwójnej, na kierunku ucieczek przyjmują na siebie dysypację energii 1,6 do 3 razy większą niż drugie. Dla śluzy z trzech tam dysypacja energii ma następujący rozkład: pierwsza tama 53 do 68 % druga 37 do 26 % i trzecia 10 do 6 %.

Ucieczki powietrza przez śluzę można obliczyć ze wzoru

$$\dot{V}_s = k_n k_d A \sqrt{\Delta h_{cv}}$$

gdzie:

k_d , A , Δh_{cv} - jak we wzorze /4.30/

k_n - współczynnik zależny od ilości kolejno ustawionych tam. Dla śluzy z 2 tam $k_2 = 0,76$, z 3 tam $k_3 = 0,66$ i z 4 tam $k_4 = 0,57$.

Według badań radzieckich [40] konieczne jest stosowanie tam: pojedynczych przy różnicach potencjałów po obu stronach tamy rzędu 200 J/m^3 ; podwójnych śluz przy tych różnicach równych 200 do 500 J/m^3 i potrójnych przy różnicach potencjału większych od 500 J/m^3 .

4.2.4. Straty powietrza w mostach wentylacyjnych

Mosty wentylacyjne są budowane dla rozdzielenia krzyżujących się w tej samej płaszczyźnie prądów powietrza. Mosty te mogą być wykonane w postaci dwóch oddzielnych wyrobisk przechodzących jedno nad drugim; jako mosty betonowe lub z prefabrykatów oraz jako mosty lutniowe.

W przypadku mostów wykonanych w postaci dwóch oddzielnych wyrobisk, ucieczki powietrza mogą zachodzić przez szczeliny w warstwie skał oddzielających te wyrobiska lub przez osłuzowane połączenia obu wyrobisk wykonywane dla celów ruchowych. Straty powietrza w takich mostach są zwykle nieduże.

W mostach betonowych i z prefabrykatów ucieczki powietrza mogą zachodzić zarówno przez szczeliny w górotworze i osłuzowane połączenia między obu prądami, jak i przez nieszczelności w złączach elementów mostu.

W mostach wykonanych z lutni ucieczki zachodzą przez nieszczelności w tamach odgradzających, nieszczelności między tamami

i lutniami oraz przez nieszczelności w samych lutniach.

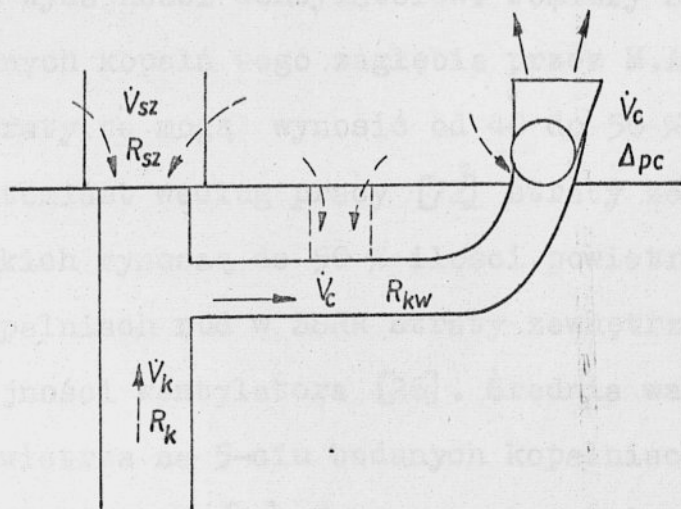
Wartość strat powietrza w mostach wentylacyjnych zależy od różnicy potencjałów między prądami powietrznymi oraz od stopnia uszczelnienia mostu.

Pomiary strat powietrza w mostach wentylacyjnych należy wykonywać oddzielnie dla kanału mostu oraz oddzielnie dla osłuszonych połączeń krzyżujących się wyrobisk.

Według badań radzieckich [40] ucieczki przez lutniowy kanał mostu stanowią 60 do 70 % całych ucieczek w moście, a ucieczki przez betonowy kanał stanowią 45 do 55 % całości ucieczek.

4.2.5. Straty powietrza w zamknięciu zrębu szybu wydechowego

Straty powietrza w zamknięciu zrębu szybu wydechowego nazywane są stratami zewnętrznymi powietrza. Straty te zachodzą przez nieszczelności zamknięcia zrębu szybu wydechowego, nieszczelności urządzeń wentylacyjnych w kanale wentylatora oraz nieszczelności zamknięcia kanału wentylatora rezerwowego. Miejsca występowania strat zewnętrznych powietrza pokazano na rys. 4.3.



rys.4.3

Straty zewnętrzne powietrza mogą osiągnąć często bardzo duże wartości i przez to wywierają ujemny wpływ na przewietrzanie kopalń [5], [31], [32], [33], [40], [41], [65].

Wartość strat zewnętrznych zależy od rodzaju zamknięcia zrębu szybu wydechowego. Obecnie w praktyce można spotkać się z następującymi rodzajami zamknięć zrębów szybów wydechowych [31], [47]:

- szyby wydechowe z wyciągami klatkowymi zamknięte klapami unoszonymi przez klatki;
- szyby wydechowe z wyciągami klatkowymi zamknięte uszczelnionym budynkiem depresyjnym;
- szyby wydechowe z wyciągami klatkowymi zamknięte tzw. budynkiem depresyjnym i klapami na zrębie szybu unoszonymi przez klatki;
- szyby wydechowe z wyciągami klatkowymi lub skipowymi zamknięte uszczelnionym trzonem wieży szybowej;
- szyby wyłącznie wentylacyjne zamknięte na głucho.

Na podstawie badań strat zewnętrznych [40] w Zagłębiu Donieckim stwierdzono, że straty zewnętrzne powietrza wynoszą 10 do 30 % a nawet do 45 % wydajności wentylatorów. Pomiarów strat zewnętrznych wykonano dla innych kopalń tego zagłębia przez M.A. Patruszewa [45] wykazały, że straty te mogą wynosić od 40 do 50 % wydajności wentylatora. Natomiast według pracy [72] straty zewnętrzne w kopalniach donieckich wynoszą do 50 % ilości powietrza płynącej z kopalni. W kopalniach rud w ZSRR straty zewnętrzne wynoszą 30 do 40 % wydajności wentylatora [26]. Średnia wartość ucieczek zewnętrznych powietrza na 5-ciu badanych kopalniach Zagłębia Kuźnieckiego wyniosła 30,8 % [66]. Natomiast kopalnie rud w Czechosłowacji mają często straty zewnętrzne równe 36 do 42 % [60].

Według badań GIG dla polskich kopalń węgla [31] straty zewnętrzne powietrza są rzędu 15 do 35 %, niekiedy nawet 50 % wydajności wentylatorów. W GIG na podstawie tych badań opracowano nomogramy dla określenia strat zewnętrznych powietrza w zależności od dysypacji energii l_{TV} w uszczelnieniu zrębu szybu wydechowego [47] .

Zmniejszenie strat zewnętrznych powietrza prowadzi do zmniejszenia strat energii elektrycznej potrzebnej do napędu wentylatorów głównych [9], [28] .

Z uwagi na miejsce występowania strat zewnętrznych powietrza, można je podzielić na dwie grupy:

- straty powietrza w uszczelnieniu zrębu szybu wydechowego,
- straty powietrza w nieszczelnościach pozostałych urządzeń szybu, kanału wentylatora głównego oraz przez wentylator rezerwowowy.

Całkowite straty zewnętrzne powietrza są sumą obu grup strat. Zwykle straty zewnętrzne powietrza należące do grupy drugiej są małe i przy prawidłowym uszczelnieniu kanału i wentylatora rezerwowego mogą być pominięte.

Natomiast według badań radzieckich [41] przeprowadzonych przez IGM, straty te mogą być nieraz znaczne /nawet do 20 % wydajności wentylatora/. Wartość powyższa wydaje się być zawyżoną, gdyż podobne pomiary wykonane przez IGI [65] wykazały, że w większości przypadków nie stanowią one więcej niż 2 % wydajności wentylatora. Również według badań GIG [31] straty należące do drugiej grupy nie są z reguły wyższe od 1 % całości strat zewnętrznych.

Dla wyznaczenia strat zewnętrznych powietrza w uszczelnieniu zrębu szybu wydechowego należy znać normalny wydatek objętościowy powietrza płynącego z kopalni $\dot{V}_{nk}$ oraz normalną wydajność objętościową stacji wentylatorów $\dot{V}_{nc}$ pracujących przy tym szybie. Znajomość powyższych ilości powietrza pozwala wyznaczyć straty zewnętrzne $\dot{V}_{nsz}$ według zależności.

$$\dot{V}_{nsz} = \dot{V}_{nc} - \dot{V}_{nk} \quad /4.32/$$

W praktyce wyznaczenie wydatku $\dot{V}_{nk}$ powietrza płynącego z kopalni jest utrudnione, gdyż nie ma bezpośredniej możliwości zmierzenia prędkości powietrza w szybie wydechowym. Dlatego też do wyznaczenia ilości powietrza w szybie wydechowym stosuje się metodę opartą na bilansie masowym [11], [47].

Nadmienić należy, że we współczesnych kopalniach, które prowadzą eksploatację na dużych głębokościach, nie należy wyznaczać strat zewnętrznych powietrza w oparciu o bilans objętościowy, ze względu na duże zmiany gęstości powietrza w sieciach wentylacyjnych.

Bilans masowy strumienia powietrza [11], [47], [67] dla węzła kopalnianej sieci wentylacyjnej, w której występuje ustalony stan dynamiczny i termiczny, wyrażający zasadę zachowania masy, możemy napisać w postaci równania

$$\sum_{i=1}^D \dot{V}_{ndi} = \sum_{j=1}^W \dot{V}_{nwj} \quad /4.33/$$

gdzie: $\sum_{i=1}^D \dot{V}_{ndi}$ - suma normalnych wydatków objętościowych powietrza w przekrojach dopływu obranego węzła sieci wentylacyjnej, m^3/s ,

$\sum_{j=1}^W \dot{V}_{nwj}$ - suma normalnych wydatków objętościowych

powietrza w przekrojach wypływu tego węzła,
 m^3/s ,

- i - wskaźnik przekroju dopływu węzła, przy czym
 $i=1,2,3,\dots, D$, gdzie D oznacza ilość wszystkich
dopływów do węzła,
- j - wskaźnik przekroju wypływu z węzła, przy czym
 $j=1,2,3,\dots, W$, gdzie W oznacza liczbę wszystkich
wypływów z węzła.

Normalne wydatki objętościowe $\dot{V}_{ndi}$ oraz $\dot{V}_{hwj}$ obliczamy
z następującej zależności

$$\dot{V}_{nd,w} = \frac{\varrho}{\varrho_n} \dot{V} \quad /4.34/$$

gdzie: ϱ - gęstość powietrza wilgotnego wyznaczona dla obranego
przekroju poprzecznego wyrobiska, kg/m^3 ,

$\varrho_n = 1,20 \text{ kg}/\text{m}^3$ - normalna gęstość powietrza, przy czym
za warunki normalne przyjmuje się ciśnienie statyczne,
bezwzględne $p_n = 101325 \text{ N}/\text{m}^2$ i temperaturę
 $T_n = 293,2 \text{ K}$,

$\dot{V}$ - wydatek objętościowy prądu powietrza wilgotnego
w obranym przekroju poprzecznym wyrobiska wyznaczony
z zależności /4.2/, m^3/s .

Gęstość powietrza wilgotnego występującą we wzorze /4.34/
można obliczyć z relacji

$$\varrho = \frac{p}{R_a T_v} \quad \text{lub} \quad \varrho = \frac{p}{R T} \quad /4.35/$$

gdzie: p - ciśnienie statyczne, bezwzględne powietrza, N/m^2 ,
 R_a - indywidualna stała gazowa powietrza suchego, przy
czym $R_a = 257 \text{ J}/\text{kg K}$,

R - indywidualna stała gazowa powietrza wilgotnego,

T_v - bezwzględna temperatura wirtualna powietrza
kopalnianego /wilgotnego/ [11], K ,

T - zmierzona temperatura bezwzględna powietrza
kopalnianego /wilgotnego/ , K.

Poszukiwaną gęstość powietrza można wyznaczyć również przy pomocy nomogramów [47], jeżeli znamy temperatury powietrza mierzone termometrem suchym t_s i wilgotnym t_w oraz ciśnienie statyczne, bezwzględne powietrza w rozpatrywanym przekroju.

Opierając się na wzorze /4.33/ i przy założeniu, że podszybia szybów wydechowych są węzłami, o tylu przekrojach dopływu, ile bocznie dochodzi do szybu i o jednym przekroju wypływu /szyb/, normalny wydatek objętościowy powietrza płynącego w szybie wydechowym możemy wyznaczyć według zależności

$$\dot{V}_{nk} = \sum_{i=1}^D \dot{V}_{ndi} \quad /4.36/$$

przy czym $\sum_{i=1}^D \dot{V}_{ndi}$ oznacza sumę normalnych wydatków objętościowych wszystkich dopływów powietrza do szybu wydechowego.

Wobec powyższego, chcąc wyznaczyć normalny wydatek powietrza w szybie, należy zmierzyć wydatki objętościowe powietrza we wszystkich bocznicach sieci wentylacyjnej, którymi powietrze dopływa do szybu wydechowego i następnie przeliczyć je na normalne wydatki objętościowe.

Następnie należy określić normalną wydajność objętościową powietrza $\dot{V}_{nc}$ stacji wentylatorów głównego przewietrzania.

Możemy tę wydajność wyznaczyć przez pomiar prędkości powietrza na dyfuzorach czynnych wentylatorów, a następnie znając pole przekroju A dyfuzorów określić wydajność wentylatorów $\dot{V}_c$ ze wzoru /4.2/.

Miejsce pomiaru wydajności wentylatorów $\dot{V}_c$ może być również kanał wentylacyjny. W tym przypadku należy dobrać taki przekrój kanału do pomiarów prędkości powietrza, aby możliwe było uchwycenie ucieczek powietrza przez zrab szybu, nieszczelności kanału i wentylatora rezerwowego.

Mając zmierzoną wydajność objętościową stacji wentylatorowej sprowadzamy ją do warunków normalnych korzystając ze wzoru /4.34/.

Po określeniu poszukiwanych wydatków $\dot{V}_{nk}$ i $\dot{V}_{nc}$ obliczamy straty zewnętrzne powietrza według wzoru /4.32/.

Straty zewnętrzne powietrza $\dot{V}_{nsz}$ można odnieść bądź to do normalnej wydajności wentylatorów $\dot{V}_{nc}$, bądź to do normalnego wydatku powietrza płynącego z kopalni $\dot{V}_{nk}$. Otrzymuje się wówczas następujące zależności:

$$r_{sz} = \frac{\dot{V}_{nsz}}{\dot{V}_{nc}} = \frac{\dot{V}_{nsz}}{\dot{V}_{nk} + \dot{V}_{nsz}} \quad /4.37/$$

oraz

$$p_{sz} = \frac{\dot{V}_{nsz}}{\dot{V}_{nk}} \quad /4.38/$$

Pomiędzy powyższymi zależnościami zachodzi relacja

$$r_{sz} = \frac{p_{sz}}{1 + p_{sz}} \quad /4.39/$$

Wśród autorów badań nad stratami zewnętrznymi powietrza nie ma jednomyślności co do tego, który z powyższych związków

należy stosować określając straty zewnętrzne powietrza [31], [40], [65].

Według pracy [36] straty powietrza, w tym również zewnętrzne, należy odnosić do ilości powietrza świeżego wpływającego do kopalni $\dot{V}_{np}$, gdyż ta ilość powietrza charakteryzuje efektywność przewietrzania wyrobisk. Wówczas straty zewnętrzne należy obliczać stosując wzór

$$n_{sz} = \frac{\dot{V}_{nc} - \dot{V}_{np}}{\dot{V}_{np}} \quad /4.40/$$

Ten sposób wydaje się dobry dla celów projektowania wentylacji kopalni przy stosowaniu ekstensywnej gospodarki powietrzem.

4.3. Dopuszczalne straty powietrza w urządzeniach wentylacyjnych

Chcąc intensyfikować przewietrzanie kopalni na drodze przechodzenia od ekstensywnej do intensywnej gospodarki powietrzem trzeba, jak podano w tezach tej pracy, uruchamiać rezerwę powietrza, którą stanowi różnica między rzeczywistymi ucieczkami /stratami/ powietrza, a dopuszczalnymi /minimalnymi/.

Występowanie strat powietrza w sieciach wentylacyjnych jest z wielu względów nieuniknione. W warunkach kopalnianych, jak wspomniano w rozdziale 3-cim tej pracy, nie można wykonać idealnie szczelnych wyrobisk górniczych /przewodów/ ani urządzeń wentylacyjnych, w których nie zachodziłyby ucieczki powietrza.

Zagadnienie odpowiedniej szczelności urządzeń wentylacyjnych jest trudne do rozwiązania, zwłaszcza w warunkach cechujących się dużymi spiętrzeniami wentylatorów głównych. W takich warunkach duże są różnice potencjałów pomiędzy prądami powietrza świeżego i prądami powietrza zużytego, które oddzielone są od siebie urządzeniami wentylacyjnymi /tamami, mostami/.

Wartości bowiem strat /ucieczek/ powietrza zależą od dysypacji energii w danym urządzeniu wentylacyjnym wzór /4.1/. Dlatego też w intensyfikacji przewietrzania nie chodzi o pełną likwidację strat powietrza lecz o uruchomienie wymienionej rezerwy powietrza.

Uruchamiając tę rezerwę uzyskujemy coraz to mniejsze straty, które jednak są wyższe od dopuszczalnych. Dopuszczalne /minimalne/ zaś straty /ucieczki/ powietrza cechują się tym, że korzyści wentylacyjne przewyższają nakłady finansowe poniesione na odpowiednie uszczelnienie wyrobiska górniczego czy też urządzenia wentylacyjnego. Schodzenie więc poniżej strat /ucieczek/ minimalnych jest praktycznie niemożliwe lub ekonomicznie nieuzasadnione / w określonym stanie techniki i technologii górniczej/.

Znajomość minimalnych strat powietrza konieczna jest przy wdrażaniu optymalnej gospodarki powietrzem /rozdział 3/. W pracy tej chodzi nam nie o optymalną gospodarkę lecz o intensyfikację przewietrzania, przeto będziemy się interesowali głównie dopuszczalnymi stratami powietrza.

Jak wynika z danych zamieszczonych w rozdziale 1-wszym tej pracy, straty powietrza w istniejących kopalniach IGOM są duże, na skutek czego do miejsc pracy dopływają małe ilości powietrza.

Dotychczasowe wymagania polskich przepisów górniczych odnoszą się tylko do strat zewnętrznych powietrza [29]. Szczegółowe przepisy [59] postanawiają, że zamknięcia zrębów szybów wentylacyjnych powinny być tak uszczelnione, ażeby straty powietrza nie przekraczały 20 % wydajności wentylatora głównego.

Według badań GIG [50] rozdział powietrza w kopalni o peryferyjnym usytuowaniu szybów powinien się kształtować w następujący sposób w stosunku do wydajności wentylatorów:

$$r_o = \frac{\dot{V}_o}{\dot{V}_c} 100 = 70 \%$$

$$r_{po} = \frac{\dot{V}_{po}}{\dot{V}_c} 100 = 10 \%$$

$$r_{sz} = \frac{\dot{V}_{sz}}{\dot{V}_c} 100 = 20 \%$$

gdzie $\dot{V}_o$, $\dot{V}_{po}$, $\dot{V}_{sz}$ oznaczają wydatki powietrza w rejonach wentylacyjnych, poza tymi rejonami i straty zewnętrzne powietrza.

Tego rodzaju udziały powietrza r_o , r_{po} , r_{sz} dla kopalni o bliźniaczym usytuowaniu szybów wdechowego i wydechowego powinny wynosić:

$$r_o = 65 \%, \quad r_{po} = 15 \% \quad \text{oraz} \quad r_{sz} = 20 \%.$$

Między wymienionymi wydatkami $\dot{V}_o$, $\dot{V}_{po}$, $\dot{V}_{sz}$ i $\dot{V}_c$ oraz udziałami r_o , r_{po} i r_{sz} zachodzą zależności:

$$\dot{V}_o + \dot{V}_{po} + \dot{V}_{sz} = \dot{V}_c \quad /4.41/$$

$$r_o + r_{po} + r_{sz} = 100 \% \quad /4.42/$$

W polskich przepisach górniczych nie ma żadnych dopuszczalnych ani minimalnych wartości ucieczek na podszybiach, w głównych drogach i rejonach wentylacyjnych, ani też żadnych dopuszczalnych i minimalnych wartości ucieczek powietrza przez poszczególne urządzenia wentylacyjne.

Według radzieckich badań dopuszczalne ucieczki powietrza na podszybiach bliźniaczo usytuowanych szybów wdechowego i wydechowego nie powinny przekraczać 5 % ilości powietrza doprowadzanej szybem wdechowym - gdy szyb wydechowy jest wyposażony w wyciąg klatkowy oraz 10 % - gdy szyb wydechowy jest wyposażony w wyciąg skipowy. Nadmienić należy, że wymienione 10 - procentowe straty są dopuszczane dlatego, że przy stosowaniu wyciągu skipowego straty te mogą zachodzić również przez bunkry załadunkowe [41], [65].

W obliczeniach ilości powietrza przepływającej przez kopalnię wprowadza się w ZSRR tzw. współczynnik k_z zapasu powietrza [75], który uwzględnia poprawkę na straty powietrza. Dla kopalń zagłębia donieckiego ilość powietrza obliczoną według przepisów mnoży się przez współczynnik zapasu równy 1,45 i do tak wyliczonego wydatku powietrza dobiera się wydajność wentylatora głównego [26]. Dla kopalń zagłębi kuźnieckiego i karagandyjskiego współczynnik zapasu powietrza przyjmuje się równy 1,1 do 1,35 w zależności od systemów eksploatacji [75].

Dla kopalń rud w ZSRR przyjmuje się wartość współczynnika zapasu taką, jak dla kopalń węgla. Jedynie w zagłębiu krzyworskim wartość współczynnika zapasu przyjmuje się równą 1,4 dla kopalń, które w zasięgu swej podziemnej eksploatacji nie mają odkrywek ze strefą zruszonego górotworu.

Dla kopalń podziemnych, które prowadzą eksploatację pod odkryw-
kami ze strefą zruszonego górotworu współczynnik zapasu przyjmu-
je się równy 1,5 do 1,6 [32], [33]. Jak wykazały badania [2],
w kopalniach z dużą powierzchnią strefy zruszenia górotworu
nad miejscem eksploatacji współczynnik zapasu powietrza należy
przyjmować równy 2.

Dopuszczalne straty zewnętrzne powietrza dla kopalń w ZSRR
ustala się [75] w procentach ilości powietrza wychodzącej z kopal-
ni:

- 25 % dla szybów z wyciągiem skipowym,
- 20 % dla szybów z wyciągiem klatkowym,
- 10 % dla szybów bez wyciągu,
- 30 % dla szybów służących do opuszczania materiałów.

W kopalniach ZSRR stosuje się [75] również następujący
wzór na obliczanie wydajności $\dot{V}_c$ wentylatora dla projektowanej
kopalni:

$$\dot{V}_c = 1.1 \left(K_r \sum \dot{V}_m + \sum \dot{V}_{mp} + \sum \dot{V}_{ko} + \sum \dot{V}_s \right) \quad /4.43/$$

gdzie: 1.1 - współczynnik, uwzględniający nierównomierność
rozprowadzenia powietrza w wyrobiskach,

K_r - współczynnik, uwzględniający możliwe zwiększenie
wydobycia, $K_r = 1,15$,

$\sum \dot{V}_m$ - suma wydatków powietrza dla przodków eksploatacyj-
nych, m^3/s ,

$\sum \dot{V}_{mp}$ - suma wydatków powietrza dla przodków robót przy-
gotowawczych, m^3/s ,

$\sum \dot{V}_{ko}$ - suma wydatków powietrza dla komór, m^3/s ,

$\sum \dot{V}_s$ - suma dopuszczalnych ucieczek powietrza w czasie jego ruchu od szybu wdechowego do przodków, m^3/s .

Sumę strat powietrza $\dot{V}_s$ możemy obliczyć na podstawie strat powietrza zachodzących we wszystkich urządzeniach wentylacyjnych [40], [75].

W ZSRR opracowane są dopuszczalne ucieczki /straty/ powietrza dla poszczególnych urządzeń wentylacyjnych [40], [75].

Dla tam pełnych /głuchych/ zaleca się przyjmować następujące dopuszczalne straty powietrza przez pojedynczą tamę:

- 20 m^3/min - przy spadku potencjału na tamie 290 do 490 J/m^3 ,
- 15 m^3/min - przy spadku potencjału na tamie 100 do 290 J/m^3 ,
- 10 m^3/min - przy spadku potencjału na tamie mniejszego od 100 J/m^3 .

Dla spadków potencjału Δh_{cv} różnych od 490 J/m^3 dopuszczalne ucieczki powietrza $\dot{V}_{st}$ oblicza się według zależności

$$\dot{V}_{st} = \dot{V}_{st1} \sqrt{\frac{\Delta h_{cv}}{490}} \quad /4.44/$$

gdzie: $\dot{V}_{st1} = 20 m^3/min$.

Przy braku danych o różnicy potencjałów powietrza po obu stronach tamy, można przyjmować dopuszczalne ucieczki powietrza zgodnie z tablicą 2.7

Tablica 2.7

Rodzaj tamy	Straty powietrza w tamie, m^3/min				
	Pole powierzchni tamy, m^2				
	2	4	7	10	15
betonowe, kamienne, z cegły	7	10	13	16	19
kłocowe	11	15	20	24	30

Dla układu wyrobisk równoległych, dopuszczalne sumaryczne ucieczki przez "m" tam pełnych w przecinkach oblicza się według wzoru /4.24/, korzystając z danych zamieszczonych w tablicy 4.5 [75].

Dla tam z drzwiami zaleca się przyjmować dopuszczalne straty powietrza $\dot{V}_{sd1}$ przy spadku potencjału 490 J/m^3 zgodnie z tablicą 4.8.

Tablica 4.8

Rodzaj tamy z drzwiami	Dopuszczalne ucieczki $\dot{V}_{sd1}$, m^3/min	Charakterystyka drzwi
Drzwi jednoskrzydłowe umieszczone w tamach: - betonowych, kamien- nych, - kłocowych	41 45	Posiadają wojłkowe lub gumowe podkładki i są obite materiałem uszczelniającym
Drzwi dwuskrzydłowe umieszczone w tamach: - betonowych, kamien- nych - kłocowych	70 75	Jak wyżej tylko posiadają progi i fartuchy uszczelniające

Dla spadków potencjału Δh_{cv} innych jak 490 J/m^3 dopuszczalne straty powietrza $\dot{V}_{sd}$ przez tamę z drzwiami oblicza się według wzoru

$$\dot{V}_{sd} = \dot{V}_{sd1} \sqrt{\frac{\Delta h_{cv}}{490}} \quad /4.45/$$

gdzie wartości $\dot{V}_{sd1}$ przyjmuje się z tablicy 4.8.

W przypadku  luz wentylacyjnych dopuszczalne straty powietrza $\dot{V}_{sn}$ oblicza si  według wzoru [40], [75]

$$\dot{V}_{sn} = k_n \dot{V}_{sd} \quad /4.46/$$

gdzie: $\dot{V}_{sd}$ - zgodnie ze wzorem /4.45/,

k_n - wsp łczynnik zale ny od liczby tam w  luzie:

- dla dw ch tam $k_2 = 0,76$,

- dla trzech tam $k_3 = 0,66$,

Dla most w wentylacyjnych zaleca si  w ZSRR [75] przyjmowanie nast puj cych  rednich dopuszczalnych strat powietrza:

75 m³/min - mosty z lutni wentylacyjnych z pojedynczymi drzwiami,

55 m³/min - mosty z lutni wentylacyjnych z podw jnymi drzwiami,

35 m³/min - mosty metalowe o przekroju prostok tnym.

Brytyjskie przepisy uwzgl dniaj  dopuszczalne straty zewn trzne powietrza w zale no ci od spi trzenia wentylatora g wnego [22]. Dane przedstawiaj ce te przepisy zosta y zamieszczone w tablicy 4.9. Pozwalaj  one stwierdzi ,  e brytyjskie przepisy s  wymagaj ce, bo przy 5-krotnym wzro cie spi trzenia wentylatora g wnego dopuszczalne jest tylko dwukrotne zwi kszenie strat powietrza. Dla dobrze skonstruowanych budynk w depresyjnych na zr bach szyb w wydechowych straty powietrza przedstawione w tablicy 4.9 mog  by  ni sze o 20 do 30 %.

Przepisy brytyjskie nie okre laj  dopuszczalnych strat wewn trznych powietrza. Jednak e w obliczeniach wentylacji analizuje si  wszystkie mo liwe miejsca ich wyst powania [22].

Tablica 4.9

Spiętrzenie wentylatora J/m^3	Straty zewnętrzne powietrza	
	m^3/min	m^3/s
1250	700	11,67
2500	980	16,33
3750	1260	21,0
5000	1400	23,33
6250	1540	25,67

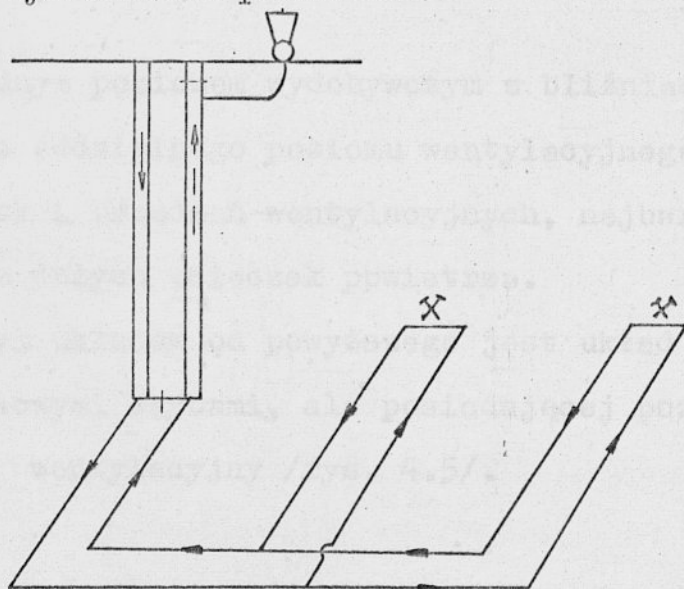
Jak wynika z przedstawionej w tym rozdziale analizy przepisów i zaleceń dotyczących strat powietrza, zagadnienie dopuszczalnych /minimalnych/ strat powietrza wymaga wciąż jeszcze prowadzenia badań naukowych. Niemniej dotychczas opracowane dopuszczalne straty mogą stanowić podstawę do rozpoczęcia prac z zakresu intensyfikacji przewietrzania kopalń IGOM. W miarę postępu tych prac możliwe będzie prowadzenie pomiarów mających na celu weryfikację istniejących i opracowanie brakujących jeszcze dopuszczalnych strat powietrza w określonych urządzeniach wentylacyjnych.

4.4. Możliwości ograniczenia strat powietrza w kopalniach przez stosowanie odpowiednich układów wyrobisk górniczych

W kopalnianej sieci wentylacyjnej, jak wspomniano w rozdziale 4.3, występują straty powietrza na drogach jego przepływu od szybu wdechowego do przodków eksploatacyjnych. Wartości tych strat zależą nie tylko od poszczególnych urządzeń wentylacyjnych i wyrobisk górniczych, lecz także od układu tych wyrobisk i urządzeń wentylacyjnych.

Z punktu widzenia wentylacji kopalń można rozróżnić układy, które sprzyjają powstawaniu dużych strat powietrza, lub które zapobiegają powstawaniu dużych strat powietrza.

Tak na przykład układ bliźniaczych szybów wdechowego i wydechowego z tamami na podszybiach sprzyja powstawaniu dużych strat powietrza /rys. 4.4/. Natomiast brak jakichkolwiek wspólnych wyrobisk na podszybiach wymienionych szybów bliźniaczych zapobiega wspomnianym stratom powietrza.



rys.4.4

Wówczas szyby takie mają - z uwagi na straty powietrza - takie same cechy charakterystyczne jak szyby wdechowy i wydechowy zlokalizowane przekątnie / nie bliźniaczo/.

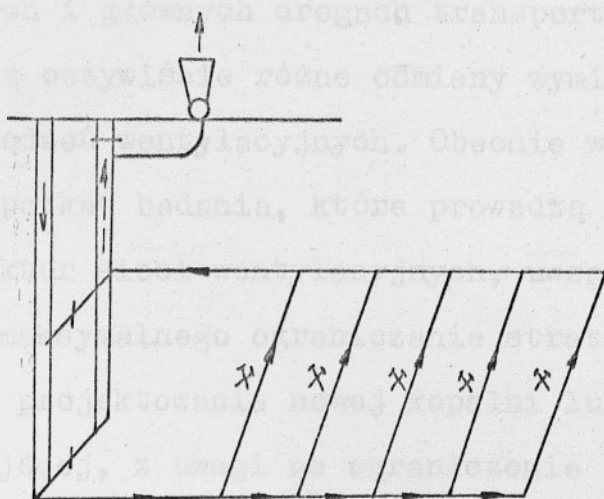
Jeśli szyby są bliźniacze, to jest szyby wdechowy i wydechowy znajdują się obok siebie, to zazwyczaj wyrobiska prowadzące powietrze świeże i wyrobiska prowadzące zużyte powietrze są - ze względów ruchowych - połączone ze sobą różnymi przecinkami itp. W przecinkach tych znajdują się tamy lub śluzy wentylacyjne, w których z uwagi na dużą różnicę potencjałów zachodzą zwykle duże straty powietrza.

W sieci wentylacyjnej z bliźniaczymi szymbami drogi powietrza świeżego przebiegają w niedużych odległościach od dróg powietrza zużytego. Dlatego też w takich sieciach wentylacyjnych rozróżniamy:

- straty powietrza na podszybiach,
- straty powietrza na głównych drogach transportowych,
- straty powietrza w prądach rejonowych,
- straty zewnętrzne powietrza.

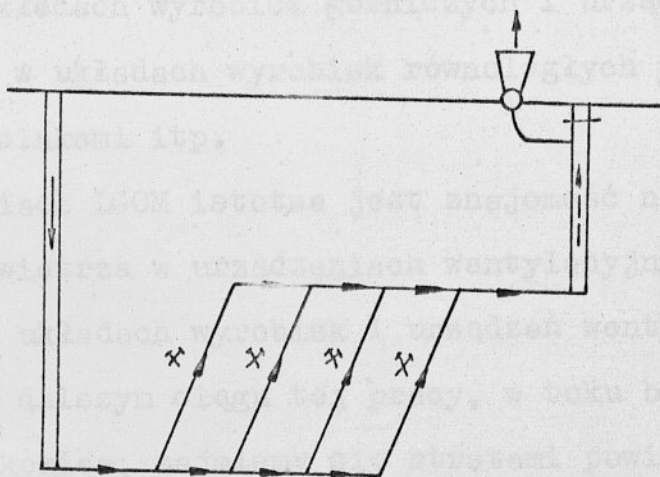
Kopalnie z jednym poziomem wydobywczym z bliźniaczym usytuowaniem szymbów i bez oddzielnego poziomu wentylacyjnego cechują się układem wyrobisk i urządzeń wentylacyjnych, najbardziej sprzyjającym powstawaniu dużych ucieczek powietrza.

Korzystniejszym układem od powyższego jest układ spotykany w kopalni z bliźniaczymi szymbami, ale posiadającej poziom wydobywczy oraz poziom wentylacyjny /rys. 4.5/.



rys.4.5

Najbardziej korzystną sieć wentylacyjną ze względu na zapobieganie występowaniu strat reprezentują kopalnie o peryferyjnym /przekątnym/ usytuowaniu szybów /rys. 4.6/.



rys. 4.6

Przy prawidłowo zrealizowanej sieci wentylacyjnej takiej kopalni /rys. 2.6/ nie ma możliwości występowania strat powietrza na podszybiach i głównych drogach transportowych.

Istnieją oczywiście różne odmiany wymienionych układów wyrobisk i urządzeń wentylacyjnych. Obecnie w literaturze górniczej można spotkać badania, które prowadzą do określenia optymalnych struktur sieci wentylacyjnych, uwzględniających również konieczność maksymalnego ograniczania strat [30], [63].

Podczas projektowania nowej kopalni lub rekonstrukcji kopalni istniejącej, z uwagi na ograniczenie strat powietrza, należy brać pod uwagę nie tylko dopuszczalne straty powietrza w poszczególnych urządzeniach wentylacyjnych, lecz także należy stosować odpowiednie układy wyrobisk górniczych i urządzeń wentylacyjnych.

W dotychczasowej literaturze górniczej spotykamy się głównie z ilościowym opracowaniem dopuszczalnych strat powietrza w urządzeniach wentylacyjnych /rozdział 4.3/. Natomiast na ogół spotykamy nie ilościowe, lecz tylko jakościowe omówienie strat powietrza w układach wyrobisk górniczych i urządzeń wentylacyjnych, jak np. w układach wyrobisk równoległych połączonych otamowanymi przecinkami itp.

W kopalniach IGOM istotna jest znajomość nie tylko dopuszczalnych strat powietrza w urządzeniach wentylacyjnych, lecz także w określonych układach wyrobisk i urządzeń wentylacyjnych. Dlatego też w dalszym ciągu tej pracy, w toku badań własnych w kopalni Polkowice, zajmiemy się stratami powietrza w układach wyrobisk i urządzeń charakterystycznych i zarazem reprezentatywnych dla sieci wentylacyjnych kopalń IGOM.

5. Badania własne nad stratami powietrza w całej sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice

Badania obce przeprowadzane dotychczas nad stratami powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych /rozdział 4/ są dla intensyfikacji przewietrzania kopalń IGOM istotne lecz niewystarczające.

Dlatego też, w ramach niniejszej pracy przeprowadzono w kopalni Polkowice badania własne nad stratami powietrza w obranych rejonach tej kopalni. Wybierając te rejony do badań kierowano się tym, aby były one wentylacyjnie /pod względem strat powietrza/ reprezentatywne dla wszystkich kopalń IGOM. Spełnienie bowiem warunku reprezentatywności pozwoli z wyników badań wykonanych w kopalni Polkowice korzystać przy intensyfikacji przewietrzania wszystkich kopalń IGOM.

W niniejszym rozdziale przedstawimy badania nad stratami powietrza w całej sieci wentylacyjnej, w rozdziałach następnych - badania nad stratami powietrza w prądach rejonowych i grupowych oraz na zrębach szypów wydechowych.

5.1. Rozpływ powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice

Zbadanie strat powietrza w całej sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice było, jak wspomniano, niezbędnym krokiem dla intensyfikacji przewietrzania kopalń IGOM. Pomiarów koniecznych dla określenia wartości strat powietrza w tej kopalni przeprowadzono w czterech okresach /II kwartał 1972, IV kwartał 1972, I kwartał 1974 i III kwartał 1974/.

Na podstawie map pokładowych dla stanów robót górniczych w wyżej wymienionych okresach wykonano schematy przestrzenne i kanoniczne sieci wentylacyjnej.

Podczas wykonywania badań w 1972 roku powietrze świeże dopływało do kopalni szymbami PI, PIII, i PV. Należy nadmienić, że w podsieci PZ /szyby PV i PVI/ w owym czasie stosowany był system wentylacji tłoczącej.

Natomiast w 1974 roku wszystkie podsieci miały wentylację ssącą, w poszczególnych podsieciach szymbami wdechowymi były PI, P III i P V, a szymbami wydechowymi P II, P IV i P VI.

Kopalnia Polkowice jest kopalnią wielopoziomową. Poziomami wydobywczymi są poziomy: 740 m, 810 m, oraz 850 m. Oprócz tych poziomów istnieją jeszcze poziomy 450 m i 680 m, na których znajdują się przelewowe komory pomp. Poszczególne podsieci PW, PG i PZ połączone są ze sobą wyrobiskami transportowymi na poziomie 810 m. Głównym poziomem wydobywczym jest poziom 810 m.

Na skutek bliźniaczego usytuowania szymbów we wszystkich podsieciach kopalni, główne punkty rozplýwu powietrza występują już w rejonie podszybi.

Ilości rejonów przygotowawczych i eksploatacyjnych w poszczególnych okresach wykonywania badań podane zostały w poniższym zestawieniu

Okres badań	II kw.1972	IV kw.1972	I kw.1974	IIIkw.1974
Ilość rejonów	14	14	13	13

Należy tu wspomnieć, że w roku 1972 z kopalni Polkowice udostępniano upadowymi z podsieci PG i PZ kopalnię Rudna.

Ponieważ oddziały kopalni Rudna stanowiły wówczas integralną część sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice, pomiary strat powietrza wykonywano również w tych rejonach. Natomiast w 1974 tylko podsieć PZ miała połączenie z kopalnią Rudna. Natomiast w podsieci PG na skutek usytuowania szybu wydechowego R VI w sąsiedztwie dróg powietrza świeżego na poziomie 850 m obserwowano duże straty powietrza z kopalni Polkowice do ZG Rudna.

Należy nadmienić również, że podsieci wentylacyjne kopalni Polkowice nie są niezależne, gdyż w każdym okresie wykonywania pomiarów obserwowano przepływy powietrza między podsieciami. Wydatki tych przepływów były znaczne zwłaszcza w 1972r, kiedy to w podsieci PZ stosowano wentylację tłoczącą, a w pozostałych podsieciach - wentylację ssącą.

5.2. Wyznaczanie normalnych objętościowych wydatków powietrza

W celu wyznaczenia strat powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice wyznaczono w obranych przekrojach krańcowych bocznik tej sieci wydatki objętościowe i normalne wydatki objętościowe powietrza. Opierając się na schematach przestrzennych i kanonicznych sieci wentylacyjnej ustalono wymienione przekroje bocznik.

Wydatki objętościowe powietrza w sieci wentylacyjnej wyznaczono na podstawie prędkości średniej powietrza w_m i pól przekrojów poprzecznych A wyrobisk. Wydatki objętościowe przy znajomości powyższych danych oblicza się według wzoru /4.2/ dla dowolnie obranego przekroju.

Prędkości średnie powietrza w obranych przekrojach mierzono anemometrami skrzydełkowymi firmy Georg Rossenmüller stosując metodę w przekroju [42]. W każdym przekroju prędkości mierzono pięciokrotnie, po czym odrzucono wartości największą i najmniejszą, a z pozostałych 3 pomiarów obliczono średnią prędkość powietrza, korzystając ze wzoru

$$w_m = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N w_i \quad /5.1/$$

gdzie: w_i - wartość i-tego pomiaru prędkości, m/s,

N - ilość wszystkich pomiarów

Prędkości powietrza mierzono również anemometrami termicznymi firmy Wilh, Lambrecht AG /RFN/ lub anemometrami z fotodiodą firmy E. Schiltknecht Ing. /Szwajcaria/. Oba te przyrządy są anemometrami mierzącymi prędkość punktową. W krańcowych przekrojach bocznych, przy pomiarach tymi anemometrami zakładano siatkę N punktów pomiarowych / $N > 20$ /. W każdym z tych punktów mierzono prędkość w_i , a średnią prędkość powietrza w wyrobisku wyznaczono również ze wzoru /5.1/. Oba te przyrządy pozwalają mierzyć prędkości powietrza mniejsze od 0,5 m/s, których nie da się zmierzyć anemometrami skrzydełkowymi.

Dla każdego z pomiarów prędkości uwzględniono poprawki wynikające z krzywych cechowania powyższych anemometrów.

Niekiedy dla uzyskania większej dokładności pomiaru, mierzono prędkości dwoma rodzajami anemometrów np. skrzydełkowym i z fotodiodą. Jako prędkość powietrza w wyrobisku przyjmowano wówczas średnią z prędkości średnich dla obu rodzajów anemometrów.

Dokładność pomiaru /błąd względny/ prędkości powietrza anemometrami skrzydełkowymi wynosi średnio 5 % [61]. Natomiast średni błąd średniej arytmetycznej N-pomiarów $\bar{x}$ [71] możemy obliczyć z następującej zależności

$$\bar{x} = \frac{x_i}{\sqrt{N}} \quad /5.2/$$

gdzie: x_i oznacza błąd średni jednego pomiaru.

Czyli w naszym przypadku, gdy prędkość średnią w_m powietrza oblicza się z 3 pomiarów wykonanych anemometrem skrzydełkowym, średni błąd względny pomiaru prędkości wyniesie

$$\frac{\Delta w}{w_m} = \frac{0,05}{\sqrt{3}} = 0,03 \text{ czyli } 3 \%$$

Natomiast błąd bezwzględny pomiaru prędkości wyniesie $\Delta w_m = 0,03 w_m$. Prędkość średnia powietrza w wyrobisku będzie więc wynosiła $\bar{w}_m = w_m \pm 0,03 w_m$.

Pola przekroju poprzecznego A wyrobisk o kształcie prostokąta wyznaczono, korzystając z bezpośrednich pomiarów wysokości h i szerokości s wyrobiska. Natomiast w przypadku wyrobisk z obudową ŁK lub też murową stosowano wzór Szwyrkowa /4.16/ do obliczania pól przekrojów poprzecznych A wyrobisk. Pomiar szerokości, wysokości oraz obwodów wyrobisk wykonywano z dokładnością do 0,01 m. Wyznaczone z pomiarów pole przekroju poprzecznego A wyrobiska zmniejszono o $0,4 \text{ m}^2$ ze względu na zwiększenie prędkości powietrza na skutek zawężenia przekroju poprzecznego przez mierzącego [1], [42].

Średni błąd bezwzględny [71] wyznaczenia wydatku $\dot{V}$ powietrza /4.2/ na podstawie pomiaru prędkości w_m i pola przekroju A można obliczyć z zależności

$$\Delta \dot{V} = \sqrt{(\dot{V} w_m \Delta s)^2 + (\dot{V} \Delta h)^2 + (\dot{V} \Delta w_m)^2} \quad /5.3/$$

gdzie: Δs , Δh , Δw_m oznaczają odpowiednio błędy bezwzględne pomiarów szerokości i wysokości wyrobiska oraz prędkości powietrza.

Błąd względny /dokładność/ pomiaru wydatku obliczamy jako stosunek błędu bezwzględnego do wartości wyznaczonego wydatku tj. $\Delta \dot{V} / \dot{V}$.

Obliczone próbnie dla różnych wyznaczonych wydatków objętościowych wartości błędu względnego pozwalają stwierdzić, że błąd ten wynosi około 3 %.

Równocześnie z pomiarem prędkości powietrza w obranych punktach krańcowych bocznie sieci wentylacyjnej wykonywano pomiary temperatury powietrza termometrami suchym i wilgotnym za pomocą psychroaspiratora oraz pomiary ciśnienia statycznego, bezwzględnego baroluksem firmy Fues. Pomiary te konieczne były do wyznaczenia gęstości powietrza /4.35/ w obranym przekroju /rozdział 4.2.5/. Normalne wydatki objętościowe wyznaczono stosując wzór /4.34/.

5.3. Metoda wyznaczania strat powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice

Przy wykonywaniu pomiarów parametrów powietrza założono, że przepływ powietrza w sieci wentylacyjnej jest ustalony, tj.

niezmienny w czasie [11], [47]. Badania rozpływu powietrza w sieci wentylacyjnej oparto na bilansie masowym. Zasada wyznaczania rozpływu powietrza oparta na bilansie masowym przedstawiona została w rozdziale 4.25 niniejszej pracy.

Dla określenia strat powietrza wykonano pomiary pozwalające na dokładne wyznaczenie rozpływu powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice. Poniżej zostaną przedstawione kolejne etapy wyznaczania strat powietrza w kopalni.

W etapie pierwszym wyznaczono wydatki powietrza dopływającego do kopalni szzybami wdechowymi. Ponieważ nie ma możliwości zmierzenia wydatków bezpośrednio w szymbach wdechowych, przeto traktowano podszybie /rejon szybu/ jako węzeł, w którym powietrze dopływa z szybu, a odpływa pozostałymi wyrobiskami odchodzącymi od szybu. Wydatek powietrza $\dot{V}_{ns}$ w szybie jest, przy takim założeniu, sumą wydatków $\dot{V}_{ndpi}$ powietrza we wszystkich wyrobiskach, którymi powietrze odpływa z szybu, tj.

$$\dot{V}_{ns} = \sum_{i=1}^D \dot{V}_{ndpi} \quad /5.4/$$

gdzie i oznacza wskaźnik bocznic wypływu z szybu, bądź dopływu do podszybia, przy czym $i=1,2,\dots,D$, gdzie D ilość wszystkich bocznic, którymi powietrze odpływa z szybu.

Na podszybiach również wykonano pomiary wydatków powietrza $\dot{V}_{nko_1}$ wpływającego do wszystkich zlokalizowanych tam komór, przewietrzanych prądami niezależnymi. Następnie wykonano pomiary wszystkich wypływów powietrza z rejonów podszybii $\dot{V}_{nwp_j}$ na główne wyrobiska temperaturowe. Straty powietrza $\dot{V}_{nsp}$ na podszybiach obliczono korzystając z powyższych pomiarów i relacji

$$\dot{V}_{nsp} = \sum_{i=1}^D \dot{V}_{ndp_i} - \sum_{l=1}^K \dot{V}_{nko_l} - \sum_{j=1}^W \dot{V}_{nwp_j} \quad /5.5/$$

gdzie: l - wskaźnik przekroju dopływu do komory, przy czym $l=1,2,\dots,K$, gdzie K - ilość wszystkich komór na podszybiach,

j - wskaźnik przekroju, przez który powietrze wypływa z podszybia, przy czym $j=1,2,\dots,W$, gdzie W - ilość wszystkich takich przekrojów na podszybiu.

Następnym etapem wyznaczania strat powietrza w sieci wentylacyjnej było określenie ich wartości na głównych drogach transportowych, którymi powietrze jest doprowadzane do oddziałów eksploatacyjnych i przygotowawczych. Znając wydatki powietrza dopływającego do tych dróg - równe wydatkom powietrza w odpowiednich przekrojach wypływu z podszybii - dla określenia strat na tych drogach należy wyznaczyć jeszcze wydatki $\dot{V}_{npr_k}$ powietrza dopływającego do wszystkich rejonów. Straty powietrza $\dot{V}_{nst}$ na głównych wyrobiskach transportowych wyznaczamy ze wzoru

$$\dot{V}_{nst} = \sum_{j=1}^W \dot{V}_{nwp_j} - \sum_{k=1}^R \dot{V}_{npr_k} \quad /5.6/$$

gdzie k oznacza wskaźnik przekroju dopływu do rejonu, przy czym $k = 1,2,\dots,R$, gdzie R liczba wszystkich rejonów.

Natomiast dla wyznaczenia strat powietrza w prądach rejonowych należało dodatkowo wykonać pomiary wydatków $\dot{V}_{nmr_n}$ powietrza dopływającego do przodków roboczych. Jako wydatek powietrza dopływającego do przodków przyjmowano ilość powietrza w tzw. prze-

cinie opływowej położonej w sąsiedztwie przodków w oddziałach przygotowawczych, lub ilość powietrza dopływającą do frontu eksploatacyjnego w oddziałach wydobywczych.

Przy takich założeniach straty powietrza $\dot{V}_{nsr}$ w prądach rejonowych są równe różnicy wydatków na wlocie do oddziałów i w przodkach roboczych, tzn. są określone wzorem

$$\dot{V}_{nsr} = \sum_{k=1}^R \dot{V}_{npr_k} - \sum_{n=1}^P \dot{V}_{nmr_n} \quad /5.7/$$

gdzie n oznacza wskaźnik przekroju dopływu do przodków, przy czym $n=1,2,\dots,P$, gdzie P liczba wszystkich przodków.

Całkowite straty wewnętrzne powietrza w kopalni są równe sumie strat powietrza wyznaczonych według wzorów /5.5/, /5.6/ i /5.7/. Możemy więc napisać

$$\dot{V}_{nsw} = \sum_{i=1}^D \dot{V}_{ndp_i} - \sum_{l=1}^K \dot{V}_{nko_l} - \sum_{n=1}^P \dot{V}_{nmr_n} \quad /5.8/$$

Jeżeli badania rozpływu powietrza przeprowadzone są w oparciu o bilans masowy, to przy założeniu braku źródeł masy w kopalni, normalny wydatek objętościowy $\dot{V}_{ns}$ powietrza wpływającego do kopalni powinien być równy normalnemu wydatkowi objętościowemu $\dot{V}_{nk}$ powietrza wypływającego z kopalni. Możemy więc napisać

$$\dot{V}_{ns} = \dot{V}_{nk} \quad /5.9/$$

Przy takim założeniu dla wyznaczenia strat zewnętrznych powietrza należałoby zmierzyć jeszcze wydajność $\dot{V}_{nc}$ stacji wentylatorowych. Jednakże w celu dokładnego wyznaczenia strat zewnętrznych należy wykonać dodatkowo pomiary wydatków powietrza dopływających do szybów wydechowych.

Wówczas straty zewnętrzne $\dot{V}_{nsz}$ wyznacza się zgodnie ze sposobem opisanym w rozdziale 4.2.5 niniejszej pracy.

Straty powietrza w całej sieci wentylacyjnej będą równe sumie strat wewnętrznych $\dot{V}_{nsw}$ i zewnętrznych $\dot{V}_{nsz}$, tj.

$$\dot{V}_{ns} = \dot{V}_{nsw} + \dot{V}_{nsz} \quad /5.10/$$

Indeks n przy wszystkich symbolach wydatków oznacza, że wydatki te są wyznaczone w oparciu o bilans masowy.

5.4. Opracowanie wyników pomiarów strat powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice

Wyznaczone dla koniecznej ilości punktów pomiarowych w poszczególnych podsieciach ZG Polkowice normalne wydatki objętościowe powietrza, posłużyły do określenia wartości strat wewnętrznych i zewnętrznych powietrza w tych podsieciach zgodnie z wzorami /5.6/, /5.5/, /5.7/ i /5.8/. Należy nadmienić, że w obliczeniach tych uwzględniono również przepływy powietrza między poszczególnymi podsieciami jak i przewietrzanie oraz ucieczki powietrza do kopalni Rudna.

Sumy strat powietrza w poszczególnych podsieciach posłużyły do określenia strat powietrza w całej sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice.

W celu zobrazowania sposobu wykorzystania powietrza w kopalni Polkowice wprowadzono następujące wskaźniki procentowe odniesione do wydajności $\dot{V}_{nc}$ wentylatorów głównych:

- wskaźnik strat zewnętrznych

$$r_{sz} = \frac{\dot{V}_{nsz}}{\dot{V}_{nc}} \cdot 100 \quad /5.11/$$

- wskaźnik strat na głównych drogach powietrza świeżego, obejmujący straty powietrza w podszybiach i w głównych wyrobiskach transportowych

$$r_{sg} = \frac{\dot{V}_{nsg}}{\dot{V}_{nc}} \cdot 100 \quad /5.12/$$

przy czym $\dot{V}_{nsg} = \dot{V}_{nsp} + \dot{V}_{nst}$

- wskaźnik ilości powietrza przewietrzającego komory

$$r_{ko} = \frac{\dot{V}_{nko}}{\dot{V}_{nc}} \cdot 100 \quad /5.13/$$

przy czym $\dot{V}_{nko}$ jest sumą wydatków powietrza dopływających do komór

- wskaźnik strat powietrza w rejonach

$$r_{sr} = \frac{\dot{V}_{nsr}}{\dot{V}_{nc}} \cdot 100 \quad /5.14/$$

- wskaźnik wykorzystania powietrza w rejonach

$$r_r = \frac{\dot{V}_{nm}}{\dot{V}_{nc}} \cdot 100 \quad /5.15/$$

- wskaźnik uwzględniający niedokładności pomiarów i dopływy powietrza do sieci wentylacyjnej

$$r_d = \frac{\dot{V}_{nd}}{\dot{V}_{nc}} \cdot 100 \quad /5.16/$$

Powyższy wskaźnik wprowadzono dla uwzględnienia dopływów powietrza sprężonego do sieci wentylacyjnej oraz w celu uwzględnienia błędów pomiarowych. Normalne wydatki objętościowe prądów powietrznych wyznaczone na podstawie pomiarów prędkości średniej powietrza w przekroju poprzecznym boczniczy sieci, pola tego przekroju i gęstości powietrza wyznaczonej z wzoru /4.35/ są obarczone błędami. Dlatego też na ogół nie spełnia się podstawowe równanie bilansu masowego /4.33/ [67]. Bilans masowy nie zamyka się dla poszczególnych węzłów jak i dla całości kopalni. Możemy więc stwierdzić, że wskaźnik r_d obrazuje nam stopień niezamknięcia się bilansu masowego.

Wszystkie powyższe wskaźniki wprowadzone zostały w celu jednoznacznego określenia wydatków powietrza wykorzystywanych i traconych w sieci wentylacyjnej.

Obliczone normalne wydatki powietrza wykorzystywanego i traconego w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice oraz odpowiadające tym wydatkom wskaźniki dla poszczególnych okresów wykonywania badań zamieszczono w tablicach 5.1 do 5.4. W oparciu o dane z tych tablic wykonano dla poszczególnych podsieci i całej sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice wykresy Sankey'a [9], które obrazują wykorzystanie powietrza przetłaczanego przez wentylatory główne. Wykresy te przedstawiono na rys.5.1 do 5.16.

W okresach, w których przeprowadzono pomiary w kopalni Polkowice /która osiągała wówczas planowaną zdolność produkcyjną/ zmieniała się ilość rejonów eksploatacyjnych i przygotowawczych oraz wartość wydobywania. Z tych też względów, w każdym z tych okresów, zmieniał się rozpływ powietrza w sieci wentyla-

cyjnej i wydajności stacji wentylatorowych. Jednakże te zmiany zachodziły w sieci wentylacyjnej, której podstawowe bocznicie tj. grupowe drogi powietrza świeżego i powietrza zużytego, połączenia z powierzchnią, główne urządzenia wentylacyjne i układy tych urządzeń oraz wyrobisk pozostawały stałe. Dlatego też uznano za celowe wyznaczenie średniego rozdziału powietrza /opartego o powyższe wskaźniki/ z jakim można się spotkać w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice. Średni rozdział powietrza przedstawiono w tablicy 5.5 i na rys. 5.17.

Straty powietrza można określać nie tylko wymienionymi wyżej wskaźnikami. Często wyraża się je w stosunku do wydatku powietrza $\dot{V}_{ns}$ płynącego szybami wdechowymi, lub w stosunku do wydatku powietrza $\dot{V}_{np}$ na wlocie do rejonu, w którym wyznaczono straty $\dot{V}_{ns}$. Otrzymujemy wówczas odpowiednio wartości strat względnych powietrza określone wzorami

$$n_s = \frac{\dot{V}_{ns}}{\dot{V}_{ns}} \quad /5.17/$$

$$p = \frac{\dot{V}_{ns}}{\dot{V}_{np}} \quad /5.18/$$

W tablicy 5.6 przedstawiono wartości strat powietrza w prądach rejonowych, obliczone za pomocą wzorów /5.17/ i /5.18/. Natomiast w tablicy 5.7 przedstawiono straty powietrza na głównych drogach powietrza świeżego w stosunku do ilości powietrza dopływającej wdechowymi szybami /5.18/.

W tablicy 5.8. przedstawiono zbiorcze straty zewnętrzne powietrza w kopalni Polkowice dla poszczególnych podsieci we wszystkich okresach wykonywania pomiarów.

5.5. Analiza strat powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice

Opierając się na wynikach pomiarów i wzorach podanych w poprzednim podrozdziale wykonano obliczenia, których wyniki zestawiono w tablicach 5.1 do 5.8.

Na podstawie danych z tych tablic można podać następujące stwierdzenia:

Straty zewnętrzne zgodnie ze szczegółowymi przepisami [59] powinny wynosić mniej niż 20 %. W kopalni Polkowice straty te wynosiły w okresie przeprowadzenia badań od 5,7 do 36,5%, przy czym warunek $r_{sz} < 20 \%$ był spełniony tylko w trzech przypadkach /zawsze przy szybie P IV w podsieci PW/ na 12 pomiarów strat zewnętrznych. Można więc stwierdzić, że w kopalni Polkowice prawidłowo zamknięty w okresie pomiarów był zręb szybu P IV. Natomiast dla szybów P II i P VI opory zamknięcia zrębów były niewłaściwie dobrane co powodowało duże straty zewnętrzne powietrza.

Wartość wskaźnika ilości powietrza r_{po} /rozdział 4.3/ poza rejonami wentylacyjnymi powinna wynosić dla kopalń typu ZG Polkowice $r_{po} = 15 \%$. Natomiast dla całej sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice wynosił on od 32,9 do 41,6 %, przy czym jako r_{po} przyjmowano sumę strat wewnętrznych powietrza $/r_{sg} + r_{sr}/$. Średnia wartość wskaźnika r_{po} dla kopalni Polkowice wyznaczona na podstawie pomiarów z czterech okresów wynosiła 37 %.

Straty powietrza w głównych drogach powietrza świeżego w stosunku do ilości powietrza przepływającej przez wentylatory w całej kopalni wynosiły od 6,65 % do 28,69 %. Straty te odniesione do ilości powietrza świeżego wpływającego do kopalni wynosiły od 13,2 do 33, 5%.

Straty powietrza w oddziałach wydobywczych i przygotowawczych określone przez wskaźnik r_{sr} wynosiły dla całej kopalni w rozpatrywanych okresach od 12,94 do 26,5 %. Średnia wartość strat powietrza w prądach rejonowych dla badań z czterech okresów określona przez r_{sr} wynosi 19 %. Straty powietrza w oddziałach w stosunku do ilości powietrza świeżego płynącego szybmami wdechowymi wynosiły od 16,18 do 41,17 %. Natomiast straty powietrza w oddziałach stanowiły od 37,46 do 57.73 % ilości powietrza dopływającego do rejonów. W poszczególnych podsieciach straty te wynosiły od 18,09 do 76,81 % ilości powietrza dopływającego do oddziałów. Straty powietrza w oddziałach przygotowawczych wynosiły średnio w okresie wykonywania pomiarów 65 % a w oddziałach eksploatacyjnych 12 % ilości powietrza na wlocie do oddziałów.

Sumaryczne straty wewnętrzne i zewnętrzne powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice wynosiły dla rozpatrywanych okresów od 52,91 do 65,18 %. Natomiast ich wartość średnia stanowiła 59 % wydajności wentylatorów.

Zgodnie z danymi przedstawionymi w rozdziale 4.3 sumaryczne straty powietrza w kopalni typu ZG Polkowice powinny wynosić 35 %. Czyli możemy stwierdzić, że do zmniejszenia strat powietrza w całej sieci wentylacyjnej do dopuszczalnych /tj. średnio o 24 %/ pozwoliłoby zwiększyć wydajnie ilość powietrza docierają -

cą do miejsc pracy załogi.

Średnie wyznaczenie rozplywu powietrza w różnych okresach pozwala ustalić, że współczynnik zapasu powietrza/rozdział 4.3/ dla kopalni Polkowice powinien wynosić $k_z = 1,59$. Czyli we wstępnych obliczeniach wentylacji kopalń IGOM, o podobnych systemach wentylacyjnych, ilości powietrza wyznaczane dla miejsc pracy załogi należy zwiększać o ten współczynnik i dla tak wyznaczonych wydatków dobierać stacje wentylatorowe.

Należy nadmienić, że współczynniki zapasu powietrza ustalone dla kopalń ZSRR /rozdział 4.3./ zostały wyznaczone również na podstawie średnich sumarycznych strat powietrza w sieciach wentylacyjnych [75].

6. Badania własne nad stratami powietrza w równoległych wytrobiskach przygotowawczych bez wentylatorów swobodnych

6.1. Wprowadzenie

Straty powietrza w oddziałach wydobywczych kopalni Polkowice, jak stwierdzono /rozdział 5/ są bardzo duże, niekiedy wynoszą one ~30 % ilości powietrza wpływającego do oddziału /rejonu/. Problem strat powietrza szczególnie ostro występuje w rejonach przygotowawczych /rozdział 2/, które są układem 2 do 4 wytrobisk równoległych połączonych ze sobą co pewną odległość przecinkami /rys. 2.1/.

Układ tak drażonych wytrobisk jest miejscem występowania tzw. ciągłych /równomiernie rozłożonych/ strat wewnętrznych powietrza. Dotychczas stosowane metody wyznaczania tych strat przedstawione zostały w rozdziale 4.2. niniejszej pracy.

W warunkach polskich kopalń tego typu badania nie były dotychczas prowadzone, a problem strat powietrza wewnątrz oddziałów przygotowawczych był rozważany raczej tylko jakościowo [49], [57].

Chcąc przejść z ekstensywnej do intensywnej gospodarki powietrzem w tych oddziałach nie wystarcza jakościowe rozważanie strat powietrza, lecz muszą być wykonane odpowiednie badania ilościowe, oparte na pomiarach.

6.2. Metoda pomiarów i ich wyniki

Istniejące w warunkach ZG Polkowice oddziały przygotowawcze i wydobywcze charakteryzują się rozcinką wykonywaną za pomocą układu równoległych wyrobisk łączonych co 30-50 m przecinkami /rys. 2.1/. W przecinkach tych wykonuje się tamy pełne, które mają odgrodzić prąd powietrza świeżego od zużytego. Prąd powietrza świeżego dociera do ostatniej przecinki opływowej, która nie jest otamowana. Przodki robocze są przewietrzane powietrzem dostarczonym lutniociągami z sąsiedztwa wymienionej przecinki.

Badania strat powietrza w prądach rejonowych można było przeprowadzić dwoma sposobami. Pierwszy z nich wymaga wyłączenia z ruchu oddziału przyjętego za obiekt badań, ponieważ konieczne jest wykonywanie zmian wydatku powietrza na wlocie i długości drogi przebytej przez powietrze. Drugi ze sposobów polega na pomiarach wydatków powietrza wzdłuż drogi jego przepływu w różnych oddziałach, które mają takie same układy wyrobisk, a różne wydatki powietrza na wlocie i różne długości dróg. Ponieważ w niniejszej pracy prowadzono badania w czasie normalnego ruchu kopalni, trzeba było korzystać z drugiego sposobu badań. Pierwszy sposób badań powodowałby dużą dezorganizację produkcji i to nie tylko w badanym oddziale, lecz także w oddziałach sąsiednich, a to wobec konieczności dostarczania różnych wydatków powietrza do badanego oddziału kosztem innych oddziałów.

W celu zbadania strat powietrza wewnątrz oddziałów oraz ustalenia zależności między odległością od początku oddziału

a wydatkiem powietrza, wykonano w różnych oddziałach ZG Polkowice pomiary wydatków i długości dróg przebytych przez powietrze. Badania te przeprowadzono w latach 1972, 1973 i 1974. W ramach badań przedstawionych w tym rozdziale wykonano pomiary we wszystkich oddziałach ZG Polkowice, w których nie stosowano wentylatorów swobodnych.

Prędkości powietrza i pola przekroju poprzecznego wyrobisk wyznaczono stosując metody podane w poprzednim rozdziale. Wydatek powietrza w danym punkcie pomiarowym wyznaczono, stosując wzór /4.2./. W każdym prądzie rejonowym wykonywano co najmniej 5 pomiarów wydatku powietrza. Punkty pomiarowe zaznaczono na mapie oddziału, wykonując równocześnie pomiar odległości danego punktu od najbliższej przecinki. Odległość punktu od wlotu do rejonu odczytywano z mapy, uwzględniając również położenie punktu w stosunku do przecinki. Wyniki pomiarów wydatków powietrza i odległości punktów pomiarowych od wlotu do oddziału zamieszczono w tabelicy 6.1.

W tabelicy 6.2. przedstawiono natomiast wartości strat powietrza w badanych oddziałach. Opierając się na przedstawionych w tabelicy 6.2. danych, obliczono średnie straty powietrza w prądzie rejonowym bez wentylatorów swobodnych oraz średnie ucieczki powietrza przypadające na jedną tamę pełną.

W obliczeniach tych skorzystano z następujących wzorów

[71]:

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i$$

/6.1/

oraz

$$\hat{s} = \sqrt{\frac{n \sum_{i=1}^n x_i^2 - \left(\sum_{i=1}^n x_i\right)^2}{n(n-1)}} \quad /6.2/$$

gdzie

- $\bar{x}$ - średnia wartość z próby
- x_i - wartość zmiennej dla i - tego pomiaru
- n - liczba pomiarów
- $\hat{s}$ - odchylenie standardowe z próby

Natomiast przedział ufności dla małej próby $n < 30$ dla średniej μ w populacji otrzymuje się ze wzoru

$$P = \left\{ \bar{x} - t_{\alpha} \frac{s}{\sqrt{n}} < \mu < \bar{x} + t_{\alpha} \frac{s}{\sqrt{n}} \right\} = 1 - \alpha \quad /6.3/$$

gdzie: $1 - \alpha$ jest prawdopodobieństwem przyjętym z góry, nazywanym współczynnikiem ufności

t_{α} - wartość zmiennej t Studenta dla $n-1$ stopni swobody.

Przy obliczaniu średnich strat powietrza przyjęto następujące podstawienie: $x_i = \dot{V}_{si}$ /przy czym $\dot{V}_{si}$ oznacza straty powietrza w i -tym oddziale/. Dla przyjętego współczynnika ufności $1 - \alpha = 0,99$ oraz $n-1=12$ stopni swobody / $t_{\alpha} = 3,055$ / otrzymano:

- średnie straty powietrza w jednym rejonie

$$\bar{\dot{V}}_{sr} = 17,2 \text{ m}^3/\text{s} = 1032 \text{ m}^3/\text{min}$$

- odchylenie standardowe średniej z próby

$$\hat{s} = 7,15 \text{ m}^3/\text{s} = 430 \text{ m}^3/\text{min}$$

- przedział ufności średniej

$$11,1 < \mu < 23,3 \quad , \text{ m}^3/\text{s}$$

Widzimy więc, że średnie straty powietrza, w prądach rejonowych kopalni Polkowice, osiągają bardzo duże wartości.

Przy obliczaniu średnich strat powietrza przez jedną otamowaną przecinkę $\dot{V}_{st}$ skorzystano z następującego wzoru

$$\dot{V}_{st} = \frac{\frac{\dot{V}_{s1}}{m_1} + \frac{\dot{V}_{s2}}{m_2} + \dots + \frac{\dot{V}_{si}}{m_i} + \dots + \frac{\dot{V}_{sk}}{m_k}}{k} \quad /6.4/$$

gdzie: $\dot{V}_{si}$ - straty powietrza w i-tym rejonie,

m_i - ilość przecinek otamowanych w i-tym rejonie,

k - ilość rejonów.

Dla danych zamieszczonych w tabelicy /6.2/ otrzymano:

- średnie straty powietrza przez jedną tamę pełną

$$\dot{V}_{st} = 1,43 \text{ m}^3/\text{s} = 85,6 \text{ m}^3/\text{min}$$

- odchylenie standardowe

$$\hat{s} = 0,61 \text{ m}^3/\text{s} = 48,7 \text{ m}^3/\text{min}$$

- przedział ufności średniej dla $1-\alpha=0,99$ i $n-1=12$

stopni swobody / $t_\alpha = 3,055/$

$$0,91 < \mu < 1,95 \text{ m}^3/\text{s}$$

Z obliczeń tych wynika, że średnie straty powietrza przez 1 tamę pełną są dużo większe niż na przykład dopuszczalne straty powietrza dla tego rodzaju tam / rozdział 4.3/. Zgodnie z danymi zamieszczonymi w rozdziale 4.3 maksymalne straty powietrza przez takie tamy w ZSRR nie powinny przekraczać $20 \text{ m}^3/\text{min}$.

6.3. Metoda opracowania wyników pomiarów

W celu określenia zależności między wydatkiem powietrza w danym przekroju poprzecznym /zmienna zależna/, a odległością tego przekroju od początku oddziału /zmienna niezależna/ posłużono się metodą regresji liniowej [15], [20].

Metoda regresji liniowej polega na określeniu wartości współczynników regresji b_0 i b_1 dla równania prostej w postaci

$$y = b_0 + b_1 x \quad /6.5/$$

Oszacowanie współczynników przeprowadza się metodą najmniejszych kwadratów, tzn. minimalizuje się sumę

$$\sum_{i=1}^n (y_i - y'_i)^2 = \min \quad /6.6/$$

gdzie: y_i - wartość zaobserwowana w i-tym pomiarze,

y'_i - wartość obliczona na podstawie równania /6.5/.

Suma powyższa przybiera minimum, gdy wartości b_0 i b_1 są rozwiązaniem układu równań normalnych:

$$\sum_{i=1}^n y_i = nb_0 + b_1 \left(\sum_{i=1}^n x_i \right) \quad /6.7/$$

$$\sum_{i=1}^n x_i y_i = b_0 \left(\sum_{i=1}^n x_i \right) + b_1 \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right)$$

Rozwiązując powyższy układ wyznacza się wartości b_0 i b_1 z próby według wzorów:

$$b_0 = \frac{(\sum_{i=1}^n y_i)(\sum_{i=1}^n x_i^2) - (\sum_{i=1}^n x_i)(\sum_{i=1}^n x_i y_i)}{n(\sum_{i=1}^n x_i^2) - (\sum_{i=1}^n x_i)^2} \quad /6.8/$$

$$b_1 = \frac{n(\sum_{i=1}^n x_i y_i) - (\sum_{i=1}^n x_i)(\sum_{i=1}^n y_i)}{n(\sum_{i=1}^n x_i^2) - (\sum_{i=1}^n x_i)^2} \quad /6.9/$$

Test istotności dla współczynników regresji liniowej przeprowadza się w oparciu o statystyki:

$$t_{b_0} = \frac{b_0 - \beta_0}{S_r \sqrt{\frac{1}{n} + \frac{n(\sum_{i=1}^n x_i)^2}{n(\sum_{i=1}^n x_i^2) - (\sum_{i=1}^n x_i)^2}}} \quad /6.10/$$

$$t_{b_1} = \frac{b_1 - \beta_1}{S_r} \sqrt{\frac{(\sum_{i=1}^n x_i^2) - (\sum_{i=1}^n x_i)^2}{n}} \quad /6.11/$$

gdzie: s_r - standardowy błąd oszacowania obliczamy ze

wzoru

$$S_r = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n y_i^2 - b_0(\sum_{i=1}^n y_i) - b_1(\sum_{i=1}^n x_i y_i)}{n - 2}} \quad /6.12/$$

β_0, β_1 - współczynniki regresji, które chcemy oszacować,

b_0, b_1 - współczynniki regresji otrzymane z próby metodą najmniejszych kwadratów.

Na podstawie powyższych statystyk możemy sprawdzić hipotezę, że współczynnik regresji liniowej β_i w populacji ma określoną

wartość, tj. hipotezę $H_0 : \beta_i = \beta_\alpha$, wobec hipotezy alternatywnej $H_1 : \beta_i \neq \beta_\alpha$. W szczególności, gdy $\beta_\alpha = 0$ hipoteza głosi, że brak jest zależności między badanymi zmiennymi.

Przy założeniu, że hipoteza H_0 jest prawdziwa statystyki /6.10/ i /6.11/ mają rozkład t Studenta o $n-2$ stopniach swobody. Dla ustalonego poziomu istotności α i dla $n-2$ stopni swobody tablice rozkładu pozwalają znaleźć wartość krytyczną t_α .

Porównując wartość krytyczną z wartością obliczoną w przypadku otrzymania nierówności $|t| < t_\alpha$ hipotezę H_0 należy przyjąć. Gdy otrzyma się nierówność $|t| \geq t_\alpha$ hipotezę należy odrzucić. Gdy sprawdzaliśmy hipotezę $H_0 : \beta_i = 0$ wówczas odrzucenie jej pozwala przyjąć, że współczynnik regresji liniowej jest istotnie różny od zera.

Przedziały ufności dla współczynników regresji liniowej b_0 i b_1 otrzymujemy ze wzorów:

$$P\left\{b_0 - t_\alpha S_r \sqrt{\frac{1}{n} + \frac{\left(\sum_{i=1}^n x_i\right)^2}{n\left(\sum_{i=1}^n x_i^2\right) - \left(\sum_{i=1}^n x_i\right)^2}} < \beta_0 < b_0 + t_\alpha \dots\right\} = 1 - \alpha \quad /6.13/$$

$$P\left\{b_1 - t_\alpha \frac{S_r}{\sqrt{n\left(\sum_{i=1}^n x_i^2\right) - \left(\sum_{i=1}^n x_i\right)^2}} < \beta_1 < b_1 + t_\alpha \dots\right\} = 1 - \alpha \quad /6.14/$$

gdzie t_α - wartość rozkładu t Studenta dla ustalonego współczynnika ufności $1-\alpha$ i dla $n-2$ stopni swobody.

Gdy zależność między dwiema badanymi cechami jest liniowa, to najczęściej stosowaną miarą siły zależności między nimi jest współczynnik korelacji ρ . Estymatorem współczynnika ρ w populacji jest współczynnik korelacji r z próby, obliczany z "n" par (x_i, y_i) wyników próby według wzoru:

$$r = \frac{n(\sum_{i=1}^n x_i y_i) - (\sum_{i=1}^n x_i) (\sum_{i=1}^n y_i)}{\sqrt{n(\sum_{i=1}^n x_i^2) - (\sum_{i=1}^n x_i)^2} \sqrt{n(\sum_{i=1}^n y_i^2) - (\sum_{i=1}^n y_i)^2}} \quad /6.15/$$

Test istotności współczynnika korelacji przeprowadza się w oparciu o wartość statystyki.

$$t = \frac{r}{\sqrt{1-r^2}} \sqrt{n-2} \quad /6.16/$$

Posługując się tą statystyką sprawdza się hipotezę, że zmienne nie są skorelowane, czyli hipotezę $H_0: \rho = 0$, wobec hipotezy alternatywnej $H_1: \rho \neq 0$. Statystyka /6.16/ ma rozkład t Studenta o $n - 2$ stopniach swobody, przy założeniu, że hipoteza H_0 jest prawdziwa. Wartość krytyczną t_α znajduje się z rozkładu dla ustalonego poziomu istotności α i $n-2$ stopni swobody. Gdy z porównania wielkości t i t_α otrzymujemy nierówność $|t| \geq t_\alpha$ to hipotezę H_0 o braku korelacji między zmiennymi odrzuca się.

Wartość współczynnika korelacji daje nam także informację o przebiegu zależności między zmiennymi. Dla $r > 0$ /korelacja dodatnia/ funkcja jest rosnąca, a dla $r < 0$ /korelacja ujemna/ funkcja jest malejąca.

6.4. Opracowanie zależności wydatku powietrza w prądzie rejonowym od ilości powietrza na wlocie i długości drogi przebytej przez powietrze

W rozpatrywanym przypadku /poszukiwanie funkcji $\dot{V} = f(L)$ / nie można było bezpośrednio podstawić za zmienne x i y wartości L oraz $\dot{V}$. Wynikało to z różnych wielkości początkowych $\dot{V}_p$ oraz różnych długości L_c dróg w poszczególnych oddziałach i okresach, w których wykonywano pomiary. Dlatego też konieczne było sprowadzenie wyników wszystkich pomiarów do jednakowych wielkości. Uzyskano to przez wprowadzenie następujących zależności:

$$x = \frac{L}{L_c} \quad /6.17/$$

$$y = \frac{\dot{V}}{\dot{V}_p} \quad /6.18/$$

gdzie: L - odległość punktu od wlotu do oddziału, m

L_c - długość oddziału od wlotu do przecinki opływowej, m,

$\dot{V}$ - wydatek powietrza w punkcie o odległości L od wlotu do oddziału, m^3/s ,

$\dot{V}_p$ - wydatek powietrza na wlocie do oddziału, m^3/s .

Założono, że przebieg zmian wydatku powietrza jest prostoliniowy, wobec czego zgodnie ze wzorem /6.5/ poszukiwana zależność ma postać

$$\frac{\dot{V}}{\dot{V}_p} = b_0 + b_1 \frac{L}{L_c} \quad /6.19/$$

Wartość współczynników regresji z próby wyznaczono ze

wzorów /6.8/ i /6.9/ podstawiając w miejsce x oraz y zależności /6.17/ i /6.18/. Obliczono dla danych pomiarowych wartości x i y zamieszczono w tablicy 6.3. Dla wartości tych otrzymano następujące współczynniki regresji liniowej:

$$b_0 = 1,0074323$$

$$b_1 = -0,6493627$$

Równanie funkcji regresji ma więc postać

$$\frac{\dot{V}}{\dot{V}_p} = 1,0074323 b_0 - 0,6493627 \frac{L}{L_c} \quad /6.19a/$$

Dla hipotezy $H_0: \beta_1 = 0$ statystyki t_{b_0} i t_{b_1} /6.10/ i /6.11/, przy standardowym błędzie oszacowania $s_r = 0,1118834$, mają wartości:

$$t_{b_0} = 47,961763$$

$$t_{b_1} = 17,043447$$

Natomiast ich wartość krytyczna dla przyjętego poziomu istotności $\alpha = 0,01$ i dla $n-2=92$ stopni swobody wynosi $t_\alpha = 2,636$. Zachodzi więc związek $|t| > t$ co świadczy o istotnie różnych od zera współczynnikach regresji liniowej.

Przedziały ufności /6.13/ i /6.14/ współczynników regresji liniowej β_0 i β_1 dla współczynnika ufności $1-\alpha=0,95$ oraz $n-2=92$ stopni swobody $t_\alpha = 1,99$ wynoszą odpowiednio

$$0,965941 < \beta_0 < 1,0489236$$

$$-0,7245597 < \beta_1 < -0,573543$$

Z warunków początkowych wynika, że współczynnik b_0 w równaniu /6.19a/ powinien być równy jedności, tj. $b_0=1$

$$L=0, \quad \dot{V}=\dot{V}_p : \quad b_0=1$$

Czyli równanie funkcji regresji będzie miało postać

$$\frac{\dot{V}}{\dot{V}_p} = 1 - 0,649 \frac{L}{L_c} \quad /6.19b/$$

Ponieważ w tym wypadku wprowadzono wartość współczynnika regresji $b_0=1$ współczynnik korelacji obliczono dwukrotnie. Raz dla zależności /6.19a/ stosując wzór /6.15/, drugi raz dla zależności /6.19b/ korzystając ze wzoru

$$r = \pm \sqrt{1 - \frac{\sum_{i=1}^n (y_i - y')^2}{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}} \quad /6.20/$$

gdzie: y' - wartość $f(x_i)$ obliczona z zależności /6.19b/,
przy czym $x_i = \frac{L}{L_{ci}}$,

$\bar{y}$ - wartość średnia równa $\sum_{i=1}^n y_i / n$, gdzie $y_i = \frac{\dot{V}_i}{\dot{V}_{pi}}$.

Współczynnik korelacji /6.15/ obliczony dla zależności /6.19a/ ma wartość $r=0,8919$, a współczynnik korelacji obliczony dla zależności /6.19b/ ze wzoru /6.20/ ma wartość $r'=-0,8642$, co świadczy o dobrej zgodności próby z obranym modelem. Statystyka /6.16/ ma odpowiednio wartości $t=48,9182$, lub $t'=46,4779$, co dla poziomu istotności $\alpha=0,05$ i $n-2=92$ stopni swobody $/t_{\alpha}=1,99/$ pozwala odrzucić hipotezę $H_0: g=0$, ponieważ jest $|t| > t_{\alpha}$. Zależność /6.19b/ możemy przekształcić do następującej postaci

$$\dot{V} = \dot{V}_p - 0,649 \dot{V}_p \frac{L}{L_c} \quad /6.19c/$$

która pozwala wyznaczać wydatek $\dot{V}$ powietrza w odległości L od początku prądu rejonowego, jeżeli znane są wydatek $\dot{V}_p$ powietrza na wlocie do rejonu oraz długość L_c prądu rejonowego.

Dla $L = L_c$ z zależności /6.19c/ otrzymujemy

$$\dot{V} = \dot{V}_m = 0,351 \dot{V}_p \quad /6.19d/$$

Natomiast straty powietrza w takim rejonie wyniosą

$$\dot{V}_s = \frac{\dot{V}_p - \dot{V}_m}{\dot{V}_p} = 0,649, \text{ tj. } 64,9 \%.$$

Okazało się jednak, że przyjęcie założeń /6.17/ i /6.18/ powoduje uniezależnienie związku /6.19/ od długości całkowitej L_c prądu rejonowego /dla takiego samego wydatku $\dot{V}_p$ powietrza na wlocie, jego ilość $\dot{V}_m$ na końcu oddziału nie zależy od L_c , rys.6.2/. Dlatego postanowiono znaleźć inną zależność, która zlikwiduje te niedogodności. Dla tych samych danych pomiarowych /tablica 6.1/ postanowiono zmienne x i y przedstawić w następujących postaciach:

$$x = L \quad /6.21/$$

$$y = \frac{\dot{V}_p - \dot{V}}{\dot{V}_p} \quad /6.22/$$

przy czym oznaczenia są takie same jak we wzorach /6.17/ i /6.18/. Należy nadmienić, że tak przedstawiona wielkość y określa nam względne straty powietrza. Obliczone, za pomocą tych zależności, wartości x oraz y zamieszczono w tablicy 6.4.

Przy poszukiwaniu wymienionej zależności postanowiono skorzystać z funkcji potęgowej o równaniu

$$y = b_0 x^{b_1} \quad /6.23/$$

Funkcja ta w układzie podwójnie logarytmicznym jest prostą o równaniu

$$\log y = \log b_0 + b_1 \log x \quad /6.23a/$$

Układ równań normalnych ma w tym przypadku postać

$$\sum_{i=1}^n \log y_i = n \log b_0 + b_1 \left(\sum_{i=1}^n \log x_i \right)$$

/6.24/

$$\sum_{i=1}^n \log x_i \log y_i = (\log b_0) \left(\sum_{i=1}^n \log x_i \right) + b_1 \left(\sum_{i=1}^n \log^2 x_i \right)$$

Dla danych zamieszczonych w tablicy 6.4. z rozwiązania układu równań /6.24/ otrzymano następujące wartości współczynników regresji

$$\log b_0 = 3,3631839 \quad , \quad b_0 = 0,002308$$

$$b_1 = 0,8239469$$

Równanie /6.23/ przybiera więc postać

$$y = 0,002308 x^{0,8239469} \quad /6.23a/$$

Wartości statystyk t_{b_0} i t_{b_1} dla hipotezy $H_0: \beta_i = 0$ obliczone ze wzorów /6.10/ i /6.11/ dla standardowego błędu oszacowania /6.12/ $s_r = 0,4797443$ wynoszą odpowiednio:

$$t_{b_0} = 102,3844$$

$$t_{b_1} = 52,1166$$

Dla przyjętego poziomu istotności $\alpha = 0,01$ i $n-2=109$ stopni swobody wartość krytyczna $t_{\alpha} = 2,625$, wobec czego zachodzi związek $|t| > t_{\alpha}$, czyli współczynniki regresji są istotnie różne od zera.

Przedziały ufności /6.13/ i /6.14/ współczynników regresji $\log \beta_0$ oraz β_1 dla współczynnika ufności $1-\alpha = 0,95$ oraz $n-2=109$ stopni swobody / $t_{\alpha} = 1,99$ / wynoszą odpowiednio

$$-2,87647 < \log \beta_0 < -2,397161$$

$$0,723863 < \beta_1 < 0,924031$$

Współczynnik korelacji z próby /6.15/ ma wartość $r=0,9470967$. Statystyka /6.16/ ma wartość $t=30,8087$. Dla przyjętego poziomu istotności $\alpha=0,05$ oraz $n-2=109$ stopni swobody $t_{\alpha}=1,99$. Ponieważ jest $|t| > t_{\alpha}$ można odrzucić hipotezę $H_0: \rho=0$ o braku zależności między zmiennymi.

Wracając do zależności /6.21/ i /6.22/ i podstawiając je do równania /6.23a/ otrzymujemy

$$\frac{\dot{V}_p - \dot{V}}{\dot{V}_p} = 0,002308 L^{0,8239} \quad /6.23b/$$

wobec czego można napisać zależność

$$\dot{V} = \dot{V}_p \left(1 - 0,002308 L^{0,8239} \right), \quad /6.23c/$$

Zależność /6.23c/ pozwala wyznaczyć dodatek $\dot{V}$ powietrza w dowolnym przekroju prądu rejonowego, przy znajomości wydatku $\dot{V}_p$ powietrza na wlocie do rejonu i odległości L tego przekroju od początku rejonu.

6.5. Analiza wyprowadzonych zależności

W rozdziale 6.4. wyprowadzono zależności /6.19c/ i /6.23c/ pozwalające wyznaczyć wydatek powietrza w prądzie rejonowym, przy znajomości wydatku powietrza na wlocie do oddziału oraz odległości jaką przebyło powietrze w oddziale.

Zależność /6.19c/ można stosować do obliczeń orientacyjnych. Pozwala ona bardzo szybko wyznaczyć straty powietrza. Zależność ta wskazuje, że straty powietrza w prądach rejonowych wynoszą średnio $\dot{V}_s=0,649 \dot{V}_p$. Na podstawie zależności /6.19c/ wykonano nomogram do wyznaczania wydatku powietrza w dowolnym

przekroju drogi, którą płynie prąd rejonowy /rys.6.1/. Wykonano również wykresy pozwalające wyznaczyć wydatki powietrza, jeżeli znany jest wydatek powietrza na wlocie do oddziału /rys.6.2/.

Poszukiwane wielkości można dokładnie wyznaczyć, posługując się wzorem /6.23c/, ponieważ nie jest on oparty na żadnych uproszczeniach. Ponieważ bezpośrednie korzystanie z zależności /6.23c/ jest utrudnione, sporządzono na jej podstawie wykres dla różnych wartości $\dot{V}_p$ i dla $L_c=1500$ m /rys.6.3/. Można również odczytywać poszukiwane wartości z normogramu /rys.6.4/ opartego na zależności /6.23c/ [27], [48]. Różnica wydatków $\dot{V}_p - \dot{V}$ pozwala nam wyznaczyć poszukiwane straty powietrza w prądzie rejonowym.

Zależność /6.23c/ wykazuje, że straty powietrza przez tamę są większe na początku rejonu niż na końcu. Wynika to stąd, że różnice potencjałów po obu stronach tam pełnych na początku układu wyrobisk równoległych są większe niż na ich końcu. Zgodnie ze wzorem /4.10/ straty powietrza przez tamę pełną są tym większe, im większa jest ta różnica. Dla przykładu, posługując się wykresem /rys.6.3/, odczytano przy $\dot{V}_p=30$ m³/s i $L_c=1500$ różnicę wydatków powietrza równą $\dot{V}_s=5,25$ m³/s dla pierwszych 300 m, a $\dot{V}_s=3,25$ m³/s dla ostatnich 300 m. Na całej drodze $L_c=1500$ m straty wynoszą $\dot{V}_s=27,25$ m³/s, co stanowi 95 % wydatku powietrza wpływającego do rejonu.

Znając wydatek powietrza, który należy doprowadzić do przodków, możemy przy korzystaniu z nomogramu /rys.6.4/ wyznaczyć konieczną ilość powietrza $\dot{V}_p$, jaką należy doprowadzić do początku rejonu. Na przykład, chcąc mieć w przodku wydatek $\dot{V}_m=10$ m³/s, musimy na wlot do oddziału o długości $L=1000$ m

doprowadzić wydatek powietrza $\dot{V}_p = 32 \text{ m}^3/\text{s}$.

6.6. Obliczanie oporów zastępczych, oporów kolejnych tam i dysypacji energii w układzie równoległych wyrobisk przygotowawczych z uwzględnieniem strat powietrza.

6.6.1. Przyjęcie modelu układu wyrobisk równoległych

Jak stwierdzono w pierwszej części tego rozdziału, straty powietrza w wyrobiskach równoległych zalicza się do ciągłych ucieczek powietrza. Na podstawie pomiarów wyznaczono przebiegi zmian wydatków powietrza wzdłuż jego drogi przepływu od wlotu do układu tych wyrobisk do przodków roboczych.

Poniżej przedstawiona zostanie metoda pozwalająca wyznaczyć opory zastępcze, opory tam w przecinkach  łączących wyrobiska prowadzące powietrze świeże i wyrobiska z powietrzem zużytym oraz dysypację energii w układzie wyrobisk równoległych.

Model układu wyrobisk równoległych przyjęty do dalszych rozważań przedstawiono na rys.6.5. W modelu tego układu zastosowano następujące oznaczenia:

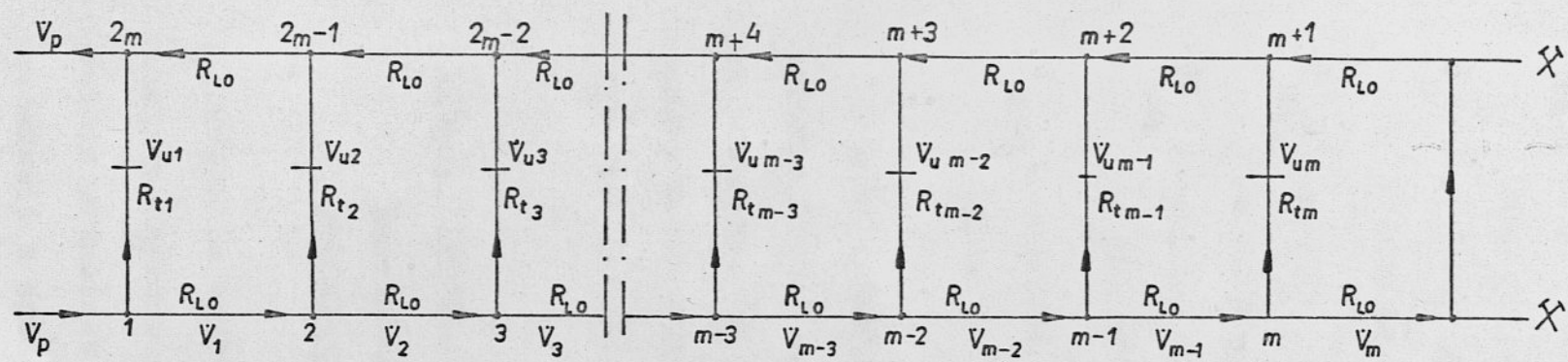
$\dot{V}_p$ - wydatek objętościowy powietrza na wlocie do układu,
 m^3/s ,

$\dot{V}_m$ - wydatek objętościowy powietrza w przecince opływowej,
 m^3/s ,

m - liczba przecinek otamowanych,

R_{t_n} - opór n -tej tamy, licząc od wlotu do układu, przy czym
 $n=1,2,3,\dots,m$, Ns^2/m^8 ,

R_{Lo} - opór odcinka wyrobiska między dwoma przecinkami Ns^2/m^8 ,



rys. 6.5

R_{tm} - opór ostatniej tamy w układzie wyrobisk, Ns^2/m^8

R_{tm-i} opór i-tej tamy, licząc od przodków przy czym
 $i=0,1,2,\dots,m-1$, Ns^2/m^8 ,

$\dot{V}_n$ - wydatek objętościowy powietrza świeżego za n-tą przecinką otamowaną, m^3/s ,

$\dot{V}_{un}$ - ucieczki powietrza przez n-tą przecinkę licząc od wlotu do układu, m^3/s ,

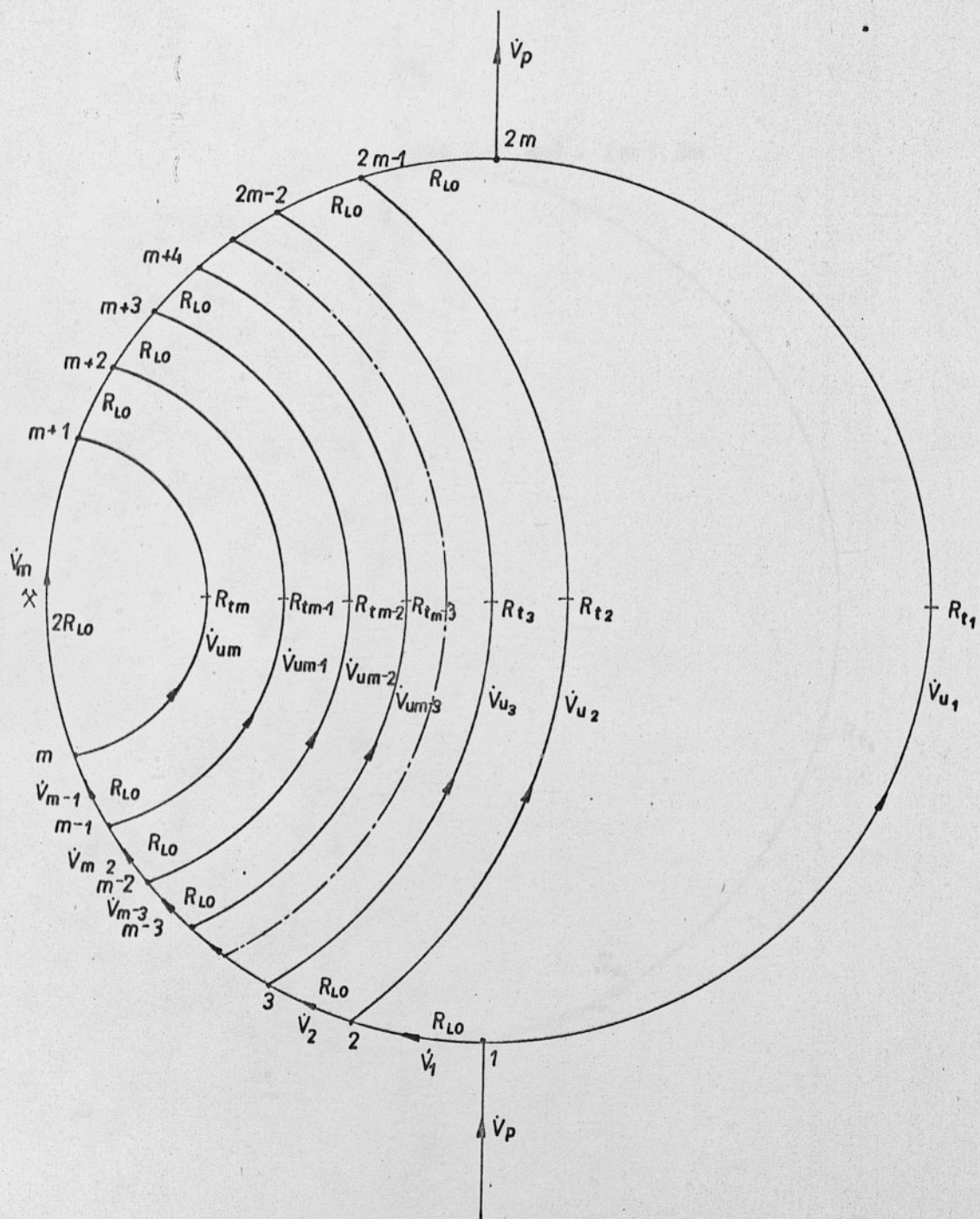
$\dot{V}_{m-i}$ - wydatek objętościowy powietrza za i-tą przecinką licząc od przodków, m^3/s ,

$\dot{V}_{um-i}$ - ucieczki powietrza przez i-tą przecinkę otamowaną licząc od przodków, m^3/s ,

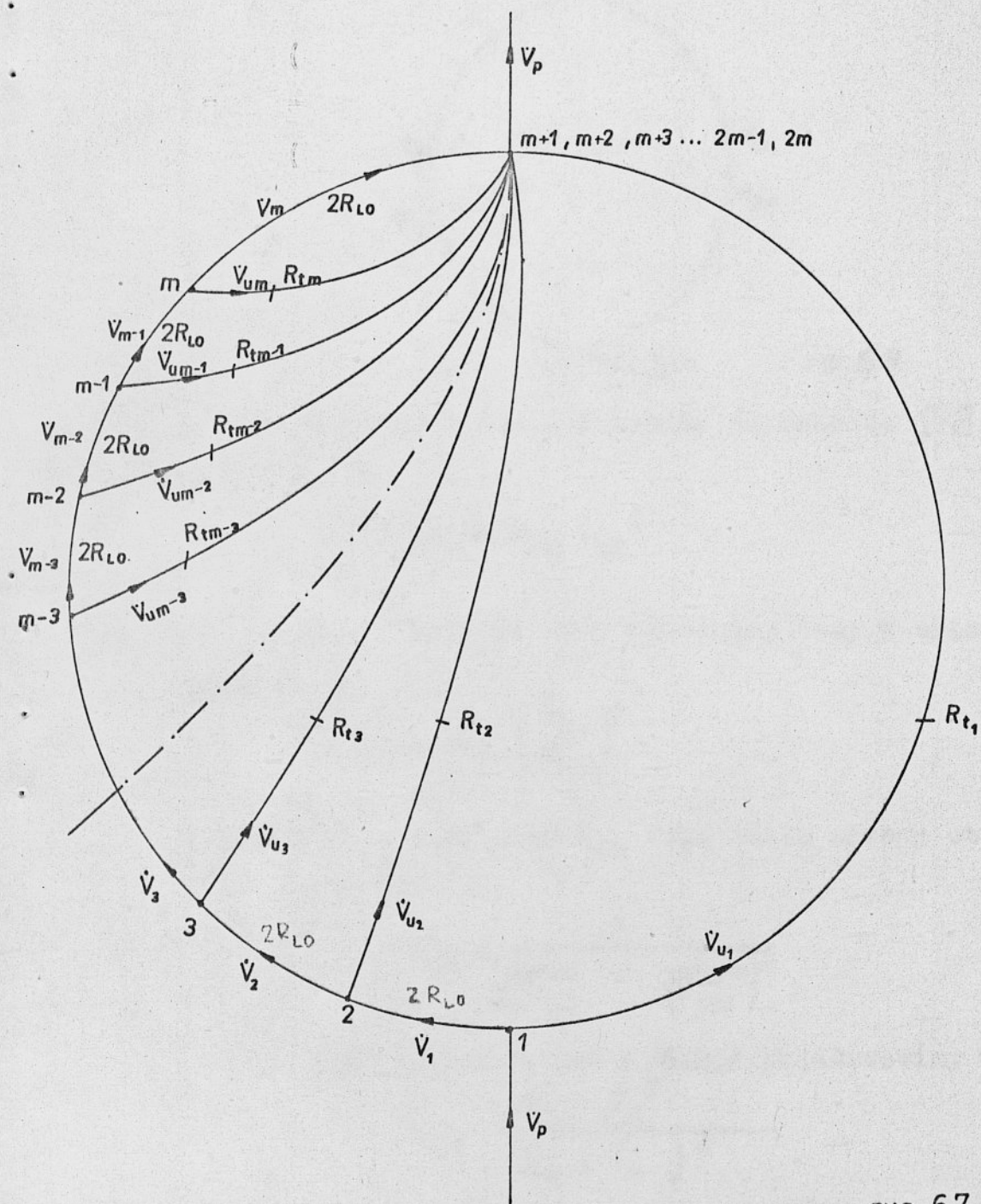
W modelu przyjętym do rozważań, założono, że opory odcinka wyrobiska między przecinkami są takie same dla wyrobisk prowadzących powietrze świeże i odprowadzających powietrze zużyte. Schematy kanoniczne modelu układu wyrobisk równoległych pokazano na rys. 6.6 i 6.7.

6.6.2. Wyznaczenie oporów zastępczych i oporów kolejnych tam i dysypacji energii w modelu układu wyrobisk równoległych

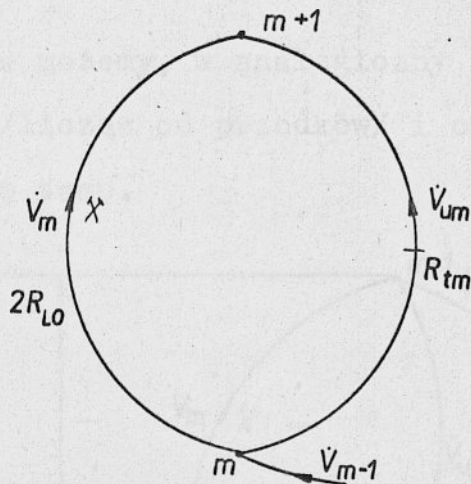
Ostatnie oczko w przedstawionym powyżej modelu obejmuje wyrobisko doprowadzające powietrze świeże do przodków oraz ostatnią przecinkę otamowaną. Zgodnie z rys. 6.7 oczko to można przedstawić w sposób pokazany na rys. 6.8.



rys. 6.6



rys. 6.7



rys. 6.8

Korzystając z drugiej zasady Kirchhoffa [47] możemy dla oczka napisać

$$2 R_{Lo} \dot{V}_m^2 = R_{tm} \dot{V}_{um}^2 \quad /6.24/$$

Skąd otrzymamy wzór na opór ostatniej tamy w układzie wyrobisk równoległych

$$R_{tm} = 2R_{Lo} \left(\frac{\dot{V}_m}{\dot{V}_{um}} \right)^2 \quad /6.25/$$

Natomiast opór zastępczy R_{em} tego oczka możemy obliczyć korzystając z relacji

$$R_{em} = \frac{1}{\left(\frac{1}{\sqrt{2R_{Lo}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{tm}}} \right)^2} \quad /6.26/$$

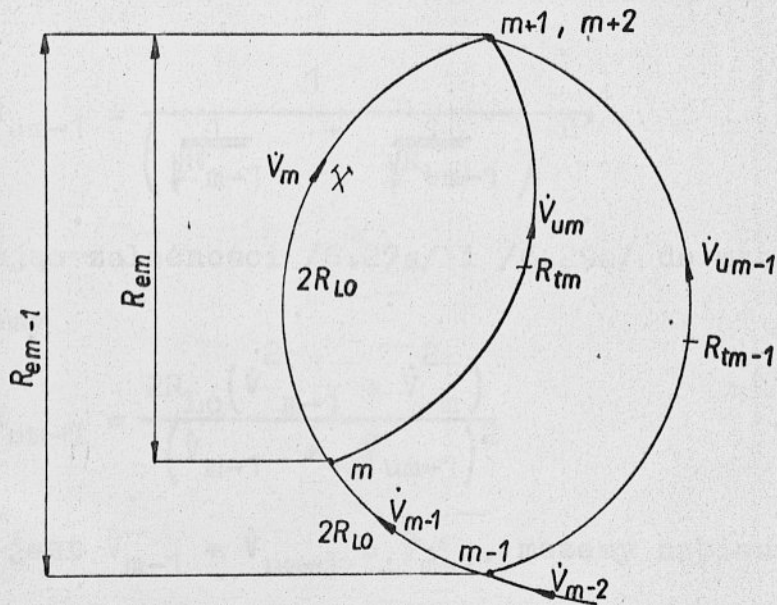
którą po uwzględnieniu wzoru /6.25/ przedstawimy w postaci

$$R_{em} = \frac{2R_{Lo} \dot{V}_m^2}{\left(\dot{V}_{um} + \dot{V}_m \right)^2} \quad /6.26a/$$

Ponieważ zgodnie z rys. 6.8 jest $\dot{V}_{um} + \dot{V}_m = \dot{V}_{m-1}$, możemy napisać

$$R_{em} = \frac{2R_{Lo} \dot{V}_m^2}{\dot{V}_{m-1}^2} \quad /6.26b/$$

Następnie możemy, w analogiczny sposób, obliczyć opór drugiej tamy /licząc od przodków/ i opór oczka /rys.6.9/ zawierającego tę tamę.



rys. 6.9

Dla tego oczka opór drogi od punktu /m-1/ do punktu /m+2/, idąc przez przodki, obliczymy korzystając ze wzoru

$$R_{m-1} = 2R_{Lo} + R_{em} \quad /6.27/$$

który po uwzględnieniu relacji /6.26b/ przyjmuje postać

$$R_{m-1} = 2R_{Lo} \left(1 + \frac{\dot{V}_m^2}{\dot{V}_{m-1}^2} \right) \quad /6.27a/$$

Zgodnie z II zasadą Kirchhoffa możemy dla tego oczka napisać

$$R_{m-1} \dot{V}_{m-1}^2 = R_{tm-1} \dot{V}_{um-1}^2 \quad /6.28/$$

Czyli opór tamy w rozpatrywanym oczku wyniesie

$$R_{tm-1} = R_{m-1} \left(\frac{\dot{V}_{m-1}}{\dot{V}_{um-1}} \right)^2 \quad /6.29/$$

Uwzględniając wzór /6.27a/ otrzymujemy

Dla tego oczka opór R_{m-2} drogi od punktu /m-2/ do /m+3/ /idąc przez przodki/ wyniesie

$$R_{m-2} = 2R_{Lo} + R_{em-1} \quad /6.31/$$

co po uwzględnieniu relacji /6.30b./możemy napisać

$$R_{m-2} = 2R_{Lo} \left(1 + \frac{\dot{V}_{m-1}^2 + \dot{V}_m^2}{\dot{V}_{m-2}^2} \right) \quad /6.31a/$$

Według II zasady Kirchhoffa można dla tego oczka napisać

$$R_{m-2} \dot{V}_{m-2}^2 = R_{tm-2} \dot{V}_{um-2}^2 \quad /6.32/$$

skąd

$$R_{tm-2} = R_{m-2} \left(\frac{\dot{V}_{m-2}}{\dot{V}_{um-2}} \right)^2 \quad /6.33/$$

a po uwzględnieniu relacji /6.31a/

$$R_{tm-2} = \frac{2R_{Lo} (\dot{V}_{m-2}^2 + \dot{V}_{m-1}^2 + \dot{V}_m^2)}{\dot{V}_{um-2}^2} \quad /6.33a/$$

Opór zastępczy oczka z rys. 6.10 obliczymy ze wzoru

$$R_{em-2} = \frac{1}{\left(\frac{1}{\sqrt{R_{m-2}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{tm-2}}} \right)^2} \quad /6.34/$$

który po uwzględnieniu relacji /6.31a/ i /6.33a/

przyjmuje postać

$$R_{em-2} = \frac{2R_{Lo} (\dot{V}_{m-2}^2 + \dot{V}_{m-1}^2 + \dot{V}_m^2)}{(\dot{V}_{m-2} + \dot{V}_{um-2})^2} \quad /6.34a/$$

Ponieważ jest $\dot{V}_{m-2} + \dot{V}_{um-2} = \dot{V}_{m-3}$, możemy napisać

$$R_{em-2} = \frac{2R_{Lo} (\dot{V}_{m-2}^2 + \dot{V}_{m-1}^2 + \dot{V}_m^2)}{\dot{V}_{m-3}^2} \quad /6.34b/$$

Postępując analogicznie, możemy napisać następujący wzór na opór czwartej tamy w oczku / licząc od przodków/

$$R_{tm-3} = \frac{2R_{Lo} (\dot{V}_{m-3}^2 + \dot{V}_{m-2}^2 + \dot{V}_{m-1}^2 + \dot{V}_m^2)}{\dot{V}_{um-3}^2} \quad /6.35A$$

Opór zastępczy oczka zawierającego czwartą tamę wyniesie

$$R_{em-3} = \frac{2R_{Lo} (\dot{V}_{m-3}^2 + \dot{V}_{m-2}^2 + \dot{V}_{m-1}^2 + \dot{V}_m^2)}{\dot{V}_{m-4}^2} \quad /6.36/$$

Można stwierdzić, że opór i-tej tamy w oczku /licząc od przodków/ wynosi

$$R_{tm-i} = \frac{2R_{Lo} \sum_{k=0}^i \dot{V}_{m-k}^2}{\dot{V}_{um-i}^2} \quad /6.37/$$

a opór zastępczy oczka z i-tą tamą wyniesie

$$R_{em-i} = \frac{2R_{Lo} \sum_{k=0}^i \dot{V}_{m-k}^2}{\dot{V}_{m-(i+1)}^2} \quad /6.38/$$

Pierwsza tama w układzie wyrobisk równoległych /licząc od wlotu/ będzie miała opór /indeks $m-m+1=1$ /

$$R_{t1} = \frac{2R_{Lo} \sum_{k=0}^{m-1} \dot{V}_{m-k}^2}{\dot{V}_{u1}^2} \quad /6.39/$$

Opór zastępczy całego układu wyrobisk równoległych wyniesie

$$R_{ec} = \frac{2R_{Lo} \sum_{k=0}^{m-1} \dot{V}_{m-k}^2}{\dot{V}_p^2} \quad /6.40/$$

gdyż $\dot{V}_1 + \dot{V}_{u1} = \dot{V}_p$.

Można zauważyć, że pod znakami sum występujących we wzorach /6.39/ i /6.40/ figurują kwadraty wydatków powietrza w przekrojach za kolejnymi przecinkami w prądzie doprowadzającym świeże powietrze do przodków. Można więc napisać

$$\sum_{k=0}^{m-1} \dot{V}_{m-k}^2 = \sum_{n=1}^m \dot{V}_n^2 \quad /6.41/$$

Dysypację energii w całym układzie wyrobisk równoległych możemy obliczyć ze wzorów

$$l_{fv1-2m} = R_{t1} \dot{V}_{u1}^2 \quad /6.42/$$

albo ze wzoru

$$l_{fv1-2m} = R_{ec} \dot{V}_p^2 \quad /6.43/$$

Po uwzględnieniu więc zależności /6.39/, /6.40/ i /6.41/ możemy napisać

$$l_{fv1-2m} = 2R_{Lo} \sum_{n=1}^m \dot{V}_n^2 \quad /6.44/$$

Korzystając z wyżej wyprowadzonych wzorów możemy dla dowolnego rozpływu powietrza w wyrobiskach równoległych /zależnego od wielkości strat powietrza/ wyznaczyć opory tam w układzie, jak również opór zastępczy tego układu i występującą w nim dysypację energii.

6.6.3. Wyznaczenie oporów zastępczych i oporów tam dla przyjętych rozpływów powietrza w układzie wyrobisk równoległych

Analizę wzorów /6.39/, /6.40/ i /6.44/ przeprowadzono przyjmując 3 różne przypadki dotyczące zmian wydatku powietrza wzdłuż jego drogi w układzie wyrobisk równoległych.

Przypadek pierwszy: zmiany wydatku powietrza zachodzą zgodnie z postępowaniem arytmetycznym.

Przypadek drugi: zmiany wydatku powietrza zachodzą zgodnie z postępowaniem geometrycznym.

Przypadek trzeci: zmiany wydatku powietrza zachodzą zgodnie z zależnością empiryczną /6.23c/.

Wymienione trzy przypadki pozwalają wyrazić przebieg zmian wydatku objętościowego powietrza w funkcji strat powietrza oraz długości drogi przebytej przez powietrze. Względne straty powietrza w układzie są określone zależnością

$$p = \frac{\dot{V}_p - \dot{V}_m}{\dot{V}_p} = \frac{\dot{V}_s}{\dot{V}_p} \quad /6.45/$$

Natomiast długość drogi L przebytej przez powietrze równa jest w przybliżeniu iloczynowi ilości n przecinek przez odległość L_0 między przecinkami, tj.

$$L = n L_0 \quad /6.46/$$

Całkowita długość L_c układu wyrobisk równoległych o m przecinkach będzie iloczynem ilości m przecinek przez odległość L_0 między przecinkami.

6.6.3.1. Zmiany wydatku powietrza zgodne z postępem arytmetycznym

Dla przypadku 1-go, według którego zmiany wydatku powietrza zachodzą zgodnie z postępem arytmetycznym, straty powietrza przez każdą z "m" tam w układzie będą takie same, a wydatek powietrza $\dot{V}_n$ za n-tą przecinką będzie wynosił

$$\dot{V}_n = \dot{V}_p \left(1 - \frac{np}{m} \right) \quad /6.47/$$

Dla $n=m$ wzór /6.47/ przyjmuje postać

$$\dot{V}_m = \dot{V}_p (1 - p) \quad /6.47a/$$

W celu wyznaczenia wielkości występujących po lewych stronach wzorów /6.39/, /6.40/ i /6.44/ musimy wyznaczyć sumę kwadratów wydatków powietrza pomiędzy poszczególnymi przecinkami

$$\sum_{n=1}^m \dot{V}_n^2 = \dot{V}_1^2 + \dot{V}_2^2 + \dot{V}_3^2 + \dots + \dot{V}_{m-1}^2 + \dot{V}_m^2 \quad /6.48/$$

gdzie kolejne składniki są dane przez

$$\dot{V}_1^2 = \dot{V}_p^2 \left(1 - \frac{p}{m} \right)^2$$

$$\dot{V}_2^2 = \dot{V}_p^2 \left(1 - \frac{2p}{m} \right)^2$$

$$\dot{V}_3^2 = \dot{V}_p^2 \left(1 - \frac{3p}{m} \right)^2$$

.....

$$\dot{V}_{m-1}^2 = \dot{V}_p^2 \left[1 - \frac{(m-1)p}{m} \right]^2$$

$$\dot{V}_m^2 = \dot{V}_p^2 \left(1 - \frac{mp}{m} \right)^2$$

Po przekształceniach [48] otrzymujemy następujący wzór

$$\sum_{n=1}^m \dot{V}_n^2 = \dot{V}_p^2 \left[m - (m+1)p + \frac{(m+1)(2m+1)p^2}{6m} \right] \quad /6.48a/$$

Podstawiając prawą stronę zależności /6.48a/ do wzoru /6.39/

$$R_{t1} = \frac{2 \left[m - (m+1)p + \frac{(m+1)(2m+1)p^2}{6m} \right]}{\dot{V}_{u1}^2} R_{Lo} \dot{V}_p^2 \quad /6.49/$$

Ponieważ jest $\dot{V}_{u1} = \frac{p}{m} \dot{V}_p$, możemy napisać

$$R_{t1} = \frac{2 \left[m - (m+1)p + \frac{(m+1)(2m+1)p^2}{6m} \right]}{p^2} R_{Lo} m^2 \quad /6.49a/$$

Wzór /6.40/ po uwzględnieniu zależności /6.48a/ przyjmuje postać

$$R_{ec} = 2 \left[m - (m+1)p + \frac{(m+1)(2m+1)p^2}{6m} \right] R_{Lo} \quad /6.50/$$

Natomiast dysypacja energii w układzie /6.44/ wyniesie

$$l_{fv1-2m} = 2 \left[m - (m+1)p + \frac{(m+1)(2m+1)p^2}{6m} \right] R_{Lo} \dot{V}_p^2 \quad /6.51/$$

Podstawiając we wzorach /6.49a/, /6.50/ i /6.51/ odpowiednie wartości w miejsce m, p, R_{Lo} oraz $\dot{V}_p$ otrzymujemy wartości R_{t1} , R_{ec} oraz l_{fv1-2m} .

6.6.3.2. Zmiany wydatku powietrza zgodne z postępowaniem geometrycznym

Dla przypadku 2-go, według którego zmiany wydatku powietrza zachodzą zgodnie z postępowaniem geometrycznym wydatek powietrza $\dot{V}_n$ za n-tą przecinką obliczymy z zależności

$$\dot{V}_n = \dot{V}_p q^n \quad /6.52/$$

gdzie q oznacza iloraz postępu geometrycznego.

Między ilorazem q postępu geometrycznego a stratami powietrza p zachodzi zależność

$$q = (1 - p)^{1/m} \quad /6.53/$$

którą otrzymujemy w następujący sposób

$$\dot{V}_s = \dot{V}_p - \dot{V}_m = \dot{V}_p - \dot{V}_p q^m = \dot{V}_p (1 - q^m) \quad /6.48b/$$

Ponieważ zachodzi związek

$$\frac{\dot{V}_s}{\dot{V}_p} = p$$

możemy napisać

$$p = 1 - q^m$$

skąd wynika związek /6.53/.

Zmiany wydatku powietrza w układzie wyrobisk równoległych będą więc przebiegać zgodnie z zależnością

$$\dot{V}_n = \dot{V}_p (1 - p)^{n/m} \quad /6.52a/$$

Dla tak założonego przebiegu zmian wydatku musimy również wyznaczyć sumę określoną wzorem /6.48/. Poszczególne składniki tej sumy są dane wzorami:

$$\dot{V}_1^2 = \dot{V}_p^2 (1 - p)^{2/m}$$

$$\dot{V}_2^2 = \dot{V}_p^2 (1 - p)^{4/m}$$

$$\dot{V}_3^2 = \dot{V}_p^2 (1 - p)^{6/m}$$

• • • • •

$$\dot{v}_{m-1}^2 = \dot{v}_p^2 (1-p)^{2(m-1)/m}$$

$$\dot{v}_m^2 = \dot{v}_p^2 (1-p)^{2m/m}$$

Człony występujące w nawiasach poszczególnych składników sumy są postępowaniem geometrycznym o wyrazie $a_1 = (1-p)^{2/m}$, ilorazie $q_0 = (1-p)^{2/m}$ i ilości wyrazów m . Wobec czego [48] poszukiwana suma przyjmuje postać

$$\sum_{n=1}^m \dot{v}_n^2 = (1-p)^{2/m} \frac{1-(1-p)^2}{1-(1-p)^{2/m}} \dot{v}_p^2 \quad /6.48b/$$

Zależność /6.39/ po skojarzeniu ze związkiem /6.48b/ i uwzględnieniu, że $\dot{v}_{u1} = \dot{v}_p [1 - (1-p)^{1/m}]$ przyjmuje postać

$$R_{t1} = \frac{2(1-p)^{2/m} (2-p) p}{[1 - (1-p)^{1/m}]^3 [1 + (1+p)]^{1/m}} R_{Lo} \quad /6.53/$$

Ze skojarzenia zaś wzoru /6.40/ ze wzorem /6.48b/ otrzymujemy

$$R_{ec} = \frac{2(1-p)^{2/m} (2-p) p}{1 - (1-p)^{2/m}} R_{Lo} \quad /6.54/$$

Dysypację energii w układzie obliczymy zgodnie ze wzorem /6.44/ według zależności

$$l_{fv1-2m} = \frac{2(1-p)^{2/m} (2-p) p}{1 - (1-p)^{2/m}} R_{Lo} \dot{v}_p^2 \quad /6.55/$$

Korzystając ze wzorów /6.53/ do /6.55/ możemy wyznaczyć R_{t1} , R_{ec} oraz l_{fv1-2m} dla zmian wydatku powietrza w układzie wyrobisk równoległych zgodnych z postępowaniem geometrycznym.

6.6.3.3. Zmiany wydatku powietrza zgodne z zależnością empiryczną

Krzywe sporządzone na podstawie wzorów /6.47/ i /6.52a/ dla różnych wartości m oraz p odbiegają od krzywej empirycznej, której odpowiada zależność /6.23c/. Przykładowo na rysunku 6.11. przedstawiono wykresy zmian wydatku powietrza zgodne z zależnością empiryczną /6.23c/ i zależnościami /6.47/ oraz /6.52a/. Wykresy te uzyskano dla następujących danych: $\dot{V}_p = 30 \text{ m}^3/\text{s}$; $L_c = 1500 \text{ m}$; $L_o = 50 \text{ m}$; $m = 30$; $\dot{V}_m = 1,35 \text{ m}^3/\text{s}$ /6.23c/. Wartości wydatków powietrza za kolejnymi przecinkami przedstawiono w tabelicy 6.5. Jak wynika z rys. 6.11 i tabelicy 6.5 wydatki powietrza obliczone z zależności /6.23c/ oraz /6.47/ i /6.52a/ różnią się między sobą dosyć znacznie.

Dlatego też należało znaleźć zależność /będącą funkcją strat p oraz ilości przecinek m /, która byłaby bardziej zbliżona do rzeczywistego /empirycznego/ przebiegu zmian wydatku powietrza wzdłuż drogi jego przepływu. Okazało się /rys.6.11, tablica 6.5/, że z dużym przybliżeniem może być ona przedstawiona jako średnia ważona z postępów arytmetycznego i geometrycznego, tj.

$$\dot{V}_n = \frac{\dot{V}_p}{4} \left[3 \left(1 - \frac{np}{m} \right) + (1-p)^{n/m} \right] \quad /6.56/$$

Dla tak założonego przebiegu zmian wydatku powietrza wzdłuż drogi jego przepływu do przodków należało również wyznaczyć sumę kwadratów wydatków powietrza /6.48/ za poszczególnymi przecinkami. Składniki tej sumy są następujące:

$$\dot{v}_1 = \frac{\dot{v}_p}{4} \left[3 \left(1 - \frac{p}{m} \right) + (1 - p)^{1/m} \right]$$

$$\dot{v}_2 = \frac{\dot{v}_p}{4} \left[3 \left(1 - \frac{2p}{m} \right) + (1 - p)^{2/m} \right]$$

$$\dot{v}_3 = \frac{\dot{v}_p}{4} \left[3 \left(1 - \frac{3p}{m} \right) + (1 - p)^{3/m} \right]$$

.....

$$\dot{v}_{m-1} = \frac{\dot{v}_p}{4} \left[3 \left(1 - \frac{m-1}{m} p \right) + (1 - p)^{(m-1)/m} \right]$$

$$\dot{v}_m = \frac{\dot{v}_p}{4} \left[3 \left(1 - \frac{mp}{m} \right) + (1 - p)^{m/m} \right]$$

Podnosząc składniki sumy do kwadratu, grupując odpowiednie człony i korzystając z własności postępów arytmetycznego i geometrycznego [48] otrzymujemy następujący wzór na poszukiwaną sumę

$$\begin{aligned} \sum_{n=1}^m \dot{v}_n^2 &= \frac{\dot{v}_p^2}{16} \left\{ 9 \left[m - (m+1)p + \frac{(m+1)(2m+1)p^2}{6m} \right] + \right. \\ &+ \frac{6(1-p)^{1/m}}{1-(1-p)^{1/m}} \left[p - \frac{p}{m} \frac{1+(1-p)[m-1-m(1-p)^{1/m}]}{1-(1-p)^{1/m}} \right] + \\ &\left. + (1-p)^{2/m} \frac{p(2-p)}{1-(1-p)^{2/m}} \right\} \quad /6.48c/ \end{aligned}$$

Zapis wzoru /6.48c/ jest kłopotliwy, przeto człon występujący w nawiasie klamrowym w dalszych rozważaniach będzie oznaczony przez M, czyli wzór ten przyjmuje postać

$$\sum_{n=1}^m \dot{v}_n^2 = M \frac{\dot{v}_p^2}{16} \quad /6.48d/$$

Ucieczki powietrza przez pierwszą tamę w układzie wyrobisk równoległych przy założeniu, że zmiany wydatku są zgodne z zależnością /6.56/ wynoszą

$$\dot{V}_{u1} = \dot{V}_p - \dot{V}_1 = \frac{\dot{V}_p}{4} \left[4 - 3\left(1 - \frac{p}{m}\right) - (1-p)^{1/m} \right] \quad /6.57/$$

Ze skojarzenia wzorów /6.39/, /6.48d/ i /6.57/ otrzymujemy zależność

$$R_{t1} = \frac{2 M R_{Lo}}{\left[4 - 3\left(1 - \frac{p}{m}\right) - (1-p)^{1/m} \right]^2} \quad /6.58/$$

Opór zastępczy układu wyrobisk równoległych /6.40/ po uwzględnieniu /6.48d/ obliczymy ze wzoru

$$R_{ec} = \frac{2 M R_{Lo}}{16} \quad /6.59/$$

Dysypacja energii w układzie wynosi

$$l_{fv1-2m} = \frac{2M R_{Lo}}{16} \dot{V}_p^2 \quad /6.60/$$

Nadmienić należy, że wielkość M figurująca we wzorach /6.58/ do /6.60/ określona jest wyrażeniem występującym w nawiasie wzoru /6.48c/.

6.6.3.4. Konfrontacja wyników uzyskanych dla założonych trzech przypadków zmian wydatku powietrza

Dla wszystkich trzech rozpatrywanych przypadków opór R_{ec} można ująć wzorem

$$R_{ec} = 2zR_{Lo} \quad /6.61/$$

w którym literą "z" oznaczono bezwymiarowy współczynnik zmian oporu zastępczego układu wyrobisk równoległych.

Współczynnik ten jest funkcją strat powietrza w układzie.

Współczynnik "z" dla trzech rozpatrywanych przypadków zmian wydatku powietrza przyjmuje wartości:

- dla przypadku pierwszego, w którym zmiany wydatku są zgodne z postępem arytmetycznym

$$z = m - (m+1)p + \frac{(m+1)(2m+1)p^2}{6m} \quad /6.62a/$$

- dla przypadku drugiego, w którym zmiany wydatku są zgodne z postępem geometrycznym

$$z = \frac{(1-p)^{2/m} (2-p)p}{1 - (1-p)^{2/m}} \quad /6.62b/$$

- dla przypadku trzeciego, w którym zmiany wydatku są zgodne z zależnością empiryczną / średnia z postępów/

$$z = \frac{M}{16} \quad /6.62c/$$

gdzie M dane jest wyrażeniem zawartym w nawiasie wzoru /6.48c/.

W tablicy 6.6. zamieszczono przykładowo wartości współczynnika "z" dla badanych przebiegów zmian wydatku powietrza, w układzie wyrobisk równoległych o ilości przecinek $m=30$.

Na rys.6.12 przedstawiono wykresy współczynnika "z" w zależności od strat powietrza w układzie wyrobisk równoległych

/m=30/. Z wykresów tych wynika, że przy wzroście strat powietrza współczynnik "z" maleje. Można więc stwierdzić, że będzie malał również opór zastępczy /całkowity/ układu. Ze wszystkich trzech związków /6.62a/, /6.62b/ i /6.62c/ dla $p=0$ otrzymujemy $z=m$. Wynika stąd, że gdy nie ma strat powietrza, opór całkowity wynosi $Re_c = 2 m R_{Lo}$.

Dla postępu arytmetycznego, gdy $p=1$ mamy $z=9,505$, czyli gdy na całej drodze od wlotu rejonu do przodków straty wyniosą 100 %, wtedy $R_{ec1} = 19,01 R_{Lo}$.

Stosunek oporu układu wyrobisk bez strat, do oporu układu, gdy straty wyniosą 100 %, będzie dla tego przypadku $/m=30/$ równy

$$\frac{R_{eco}}{R_{ec1}} = 3,156$$

Dla postępu geometrycznego, zgodnie z jego własnościami, straty nigdy nie osiągną 100 %, tak więc nie można badać stosunku oporów zastępczych układu wyrobisk bez strat $/p=0/$ powietrza do oporów zastępczych układu wyrobisk ze stratami $/p=1/$.

Dla przebiegu zmian wydatku powietrza zgodnych z zależnością empiryczną, gdy $p=1$, otrzymujemy $z=5,347$, czyli $R_{ec1}=10,694 R_{Lo}$. Stosunek oporów całkowitych układu bez strat powietrza $/p=0/$ i ze stratami powietrza $/p=1/$ wyniesie dla tego przypadku

$$\frac{R_{eco}}{R_{ec1}} = 5,611$$

Jak widzimy zmiana strat powietrza w układzie wyrobisk równoległych od 0 do 100% powoduje znaczne zmiany oporu zastępczego układu wyrobisk równoległych.

Chcąc określić wartości oporów całkowitych /zastępczych/ układu wyrobisk równoległych przy różnych przebiegach zmian wydatku powietrza przeprowadzono obliczenia, przyjmując, że liczba przecinek $m=30$, pole przekroju $A=18 \text{ m}^2$ i opór $R_{Lo} = 0,0016 \text{ N s}^2/\text{m}^8$ [35]. Wyniki obliczeń zamieszczono w tablicy 6.6.

Zależność /6.37/ pozwala obliczyć opór kolejnych tam w układzie wyrobisk równoległych /idąc od przodków w kierunku początku układu wyrobisk/. Zależność tę możemy zapisać w postaci

$$R_{tm-i} = 2 c R_{Lo} \quad /6.37a/$$

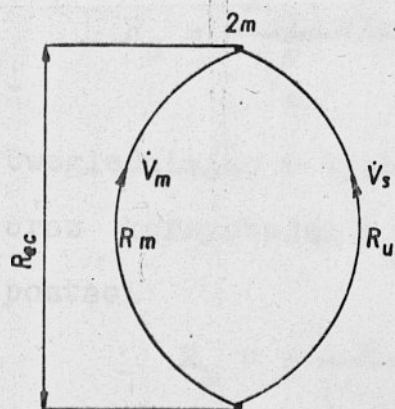
w której "c" nazwano bezwymiarowym współczynnikiem zmian oporu kolejnych tam w układzie. Współczynnik ten dany jest wzorem

$$c = \frac{\sum_{k=0}^i \dot{V}_{m-k}^2}{\dot{V}_{um-i}^2} \quad /6.63/$$

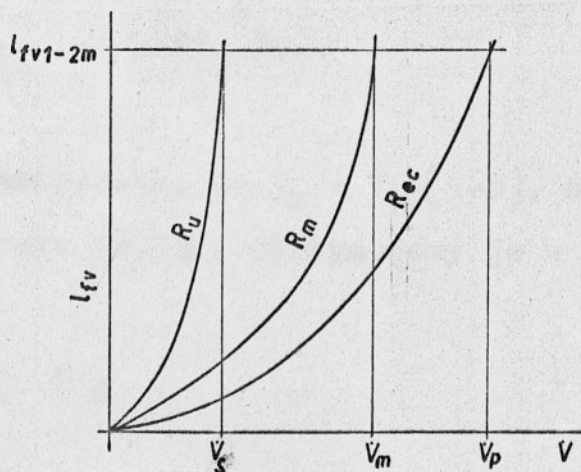
który wynika z wzoru /6.37/.

W tablicy 6.7. przedstawiono dane, które posłużyły do przykładowego wyznaczenia wartości współczynnika "c" oraz oporów kolejnych tam w układzie wyrobisk równoległych. Współczynnik "c" oraz opory tam wyznaczono dla trzech rozpatrywanych przebiegów zmian wydatku powietrza. Założono również jak poprzednio, że liczba przecinek $m=30$ / $L_c=1500$ m/, $A=18m^2$, opór $R_{Lo}=0,0016Ns^2/m^8$, $\dot{V}_p = 30m^3/s$, $\dot{V}_m = 1,35 m^3/s$, $p=0,955$. Wyniki obliczeń przedstawiono w tablicy 6.8. Przebieg zmian oporów kolejnych tam wzdłuż drogi w układzie wyrobisk równoległych pokazano na rys.6.13, 6.14 i 6.15.

Z dotychczasowych rozważań wynika, że układ wyrobisk równoległych /rys.6.6/ można sprowadzić do uproszczonego modelu przedstawionego na rys. 6.16a. Charakterystyki bocznic tego modelu przedstawiono na rys. 6.16b.



rys. 6.16 a



rys. 6.16 b

W modelu tym przyjęto następujące oznaczenia:

R_m - opór bocznic, przez którą płynie wydatek $\dot{V}_m$ powietrza docierającego do przodków,

R_u - opór uszczelnienia układu wyrobisk, przez które płyną całkowite straty powietrza $\dot{V}_s$.

Dla modelu z rys. 6.16 możemy napisać następujące wzory na dysypacje energii w jego bocznicach:

$$l_{fv1-2m} = R_{ec} \dot{V}_p^2$$

$$l_{fv1-2m} = R_m \dot{V}_m^2$$

$$l_{fv1-2m} = R_u \dot{V}_s^2$$

Ponieważ dysypacje energii w bocznicach tego modelu muszą być sobie równe możemy napisać następujące zależności:

$$R_m = \frac{l_{fv1-2m}}{\dot{V}_m^2} = \frac{R_{ec} \dot{V}_p^2}{\dot{V}_m^2}$$

/6.64/

$$R_u = \frac{l_{fv1-2m}}{\dot{V}_s^2} = \frac{R_{ec} \dot{V}_p^2}{\dot{V}_s^2} \quad /6.65/$$

Uwzględniając w tych związkach, że $\dot{V}_m = \dot{V}_p (1-p)$, a $\dot{V}_s = p \dot{V}_p$ oraz korzystając z wzoru /6.61/, otrzymujemy je w następującej postaci

$$R_m = 2 \frac{z}{(1-p)^2} R_{Lo} \quad /6.64a/$$

oraz

$$R_u = 2 \frac{z}{p^2} R_{Lo} \quad /6.65a/$$

Jak wynika z powyższych związków, opór R_{ec} , opór R_m bocznic w modelu układu oraz opór R_u uszczelnienia są zależne od wartości strat powietrza w tym układzie. W tablicy 6.9. przedstawiono przykładowo wartości współczynników określających zmiany oporu R_{ec} , oporu R_m oraz oporu R_u dla układu wyrobisk o ilości przecinek $m=30$, dla trzech rozpatrywanych przypadków zmian wydatku powietrza w układzie. Na rys. 6.17 pokazano wykres współczynników zmian oporu R_{ec} , oporu R_m i oporu R_u dla danych uzyskanych w tablicy 6.9. W tablicy 6.10 przedstawiono wartości R_{ec} , l_{fv1-2m} , R_m , R_u dla trzech rozpatrywanych przebiegów zmian wydatku powietrza przy założeniu, że w układzie wyrobisk, o ilości przecinek $m=30$ i oporze $R_{Lo} = 0,0016 \text{ N s}^2/\text{m}^8$ straty powietrza p zmieniają się od 0,1 do 1,0.

Dotychczas stosowane wzory /4.25/ i /4.27/ pozwalają wyznaczać dysypację energii w wyrobisku ze stratami powietrza. Dla układu wyrobisk równoległych wzór Woronina /4.25/, po uwzględnieniu oznaczeń przyjętych dla modelu takich wyrobisk /rys.6.5/, przyjmuje postać

$$l_{fv1-2m} = 2 m (1-p) R_{Lo} \dot{V}_p^2 \quad /6.67/$$

Wzór Mileticza /4.27/ po wprowadzeniu naszych oznaczeń przyjmuje postać

$$l_{fv1-2m} = 2m \left[0,42(1-p)^2 + 0,31(1-p) + 0,27 \right] R_{Lo} v_p^2 \quad /6.68/$$

Natomiast w niniejszej pracy, dla warunków kopalni IGOM, wprowadzono wspomniany już wzór /6.60/.

Dla przyjętego w dotychczasowych rozważaniach układu wyrobisk równoległych, cechującego się parametrami:

$$m = 30 / L_c = 1500 \text{ m/}, \quad R_{Lo} = 0,0016 \text{ N s}^2/\text{m}^8 \text{ oraz } \dot{V}_p = 30 \text{ m}^3/\text{s},$$

wyznaczono dysypacje energii, korzystając ze wzorów /6.67/, /6.68/ i /6.60/ i założeniu, że zmienną niezależną są straty względne powietrza p . Obliczone dla powyższych założeń wartości dysypacji energii zestawiono w tabelicy 6.11.

Na podstawie danych zamieszczonych w tej tabelicy wykonano wykres /rys. 6.18/ zależności $l_{fv} = f(p)$ dla trzech konfrontowanych wzorów: Woronina /6.67/, Mileticza /6.68/ i wprowadzonego w tej pracy wzoru /6.60/.

Z wykresu z rys. 6.18 wynika, że wszystkie trzy badane związki dają zbliżone wartości dysypacji, jeżeli straty powietrza są niewiększe od 50 %, tj. $p \leq 0,5$.

Wówczas różnica dysypacji energii wyznaczonych tymi wzorami nie przekracza 4 J/m^3 .

Natomiast jeżeli straty powietrza są większe od 50 %, tj. dla $p > 0,5$, to wzór Woronina daje wartości odbiegające od obliczonych według pozostałych dwóch wzorów.

Wartości dysypacji energii wyznaczone na podstawie wzorów /6.68/ i /6.60/ dla $p > 0,5$ są zbliżone do siebie.

Wobec powyższego należy stwierdzić, że dysypację energii w układzie wyrobisk równoległych przy znanych stratach powietrza można wyznaczać na podstawie wzorów /6.68/ i /6.60/. Dla warunków kopalń LGOM należy stosować wzór /6.60/ wyprowadzony w niniejszej pracy.

Należy nadmienić, że dotychczas stosowano głównie wzór Woronina do obliczeń praktycznych w aerologii górniczej.

Dysypację mocy N_f [62] w układzie przedstawionym na rys. 6.5. oraz na modelu /rys. 6.16/ możemy wyznaczyć wg zależności

$$N_f = R_{ec} \dot{V}_p^3 \quad /6.69/$$

Dysypacja mocy jest równa sumie dysypacji mocy w bocznicach modelu /rys.6.16/, które to dysypacje są dane wzorami:

$$N_{fm} = R_m \dot{V}_m^3 \quad /6.70/$$

oraz

$$N_{fs} = R_s \dot{V}_s^3 \quad /6.71/$$

Możemy więc napisać

$$N_f = R_m \dot{V}_m^3 + R_s \dot{V}_s^3 \quad /6.69a/$$

Uwzględniając zależności /6.64/ i /6.65/ oraz związki

$\dot{V}_m = \dot{V}_p (1-p)$, $\dot{V}_s = p \dot{V}_p$ otrzymujemy wzór

$$N_f = R_{ec} (1-p) \dot{V}_p^3 + R_{ec} p \dot{V}_p^3 \quad /6.69b/$$

w którym pierwszy składnik reprezentuje moc wykorzystaną na

przewietrzanie układu, a drugi moc traconą na skutek ucieczek powietrza. Rozpatrując stosunek mocy wykorzystanej do mocy całkowitej, otrzymujemy następujący wzór na sprawność przewietrzania

$$\eta = \frac{N_{fm}}{N_f} = 1 - p = \frac{\dot{V}_m}{\dot{V}_p} \quad /6.72/$$

Możemy również rozpatrzeć stosunek mocy wykorzystanej do traconej, tj.

$$\frac{N_{fm}}{N_{fs}} = \frac{1-p}{p} \quad /6.73/$$

Przewietrzanie układu wyrobisk równoległych możemy uważać za ekonomiczne, jeżeli moc faktycznie wykorzystana będzie większa od mocy traconej, czyli gdy zajdzie nierówność

$$\frac{1-p}{p} \geq 1 \quad /6.73a/$$

z której otrzymujemy

$$p \leq 0,5 \quad /6.73b/$$

wobec czego przewietrzanie układu można uważać za ekonomiczne, gdy straty powietrza są mniejsze od 50 % $/p < 0,5/$.

Ze stwierdzenia tego skorzystamy przy opracowywaniu wartości kryterialnych współczynnika uwzględniającego nieszczelności układu wyrobisk równoległych /rozdział 6.7.2/.

6.7. Współczynnik charakteryzujący nieszczelności układu wyrobisk równoległych

6.7.1. Wyprowadzenie wzorów na współczynnik charakteryzujący nieszczelności układu

Przy rozpatrywaniu przepływu powietrza przez lutniociąg kopalniany uwzględnia się tzw. współczynnik charakteryzujący jego nieszczelność. Współczynnik ten jest nazywany również otworem równoznacznym /temperamentem/ nieszczelności jednostki długości lutniociągu [10], [43].

Współczynnik nieszczelności k ($\text{m}^3/\text{N}^{0,5}_s$) [10] możemy wyznaczyć, korzystając ze wzoru

$$k = \frac{\frac{\dot{V}_{02} - \dot{V}_{01}}{s_2 - s_1}}{\frac{D}{S} \left[\frac{(\Delta p)_1 + (\Delta p)_2}{2} \right]^{1/n}} \quad /6.74/$$

gdzie:

$\dot{V}_{02}, \dot{V}_{01}$ - normalne wydatki objętościowe odpowiednio
w przekrojach 1 i 2 lutniociągu, m^3/s ,

s_1, s_2 - współrzędne bieżące przekrojów 1 i 2 lutniociągu
m,

$(\Delta p)_1, (\Delta p)_2$ - różnice ciśnień powietrza w lutniociągu
i wyrobisku w przekrojach 1 i 2, N/m^2 ,

D - średnica lutniociągu, m,

S - długość jednej lutni, m,

n - wykładnik określający rodzaj ruchu powietrza
przez nieszczelności lutniociągu, przy czym
 $n=2$ dla ruchu turbulentnego,
 $n=1$ dla ruchu laminarnego [10].

Mechanizm ucieczek powietrza przez nieszczelności na złączach między poszczególnymi lutniami, można uważać za zbliżony do mechanizmu ucieczek powietrza przez nieszczelne tamy w przecinkach między wyrobiskami równoległymi. Dlatego wprowadzono współczynnik k charakteryzujący nieszczelności układu wyrobisk równoległych.

Po uwzględnieniu stosowanych oznaczeń możemy wzór /6.74/ dla układu wyrobisk równoległych napisać w postaci

$$k = \frac{\frac{\dot{V}_p - \dot{V}_m}{L_c}}{\frac{D}{L_o} \left(\frac{l_{fv\tau 1}}{2} \right)^{0,5}} \quad /6.75/$$

gdzie:

D - średnica równoważna wyrobiska, obliczona według wzoru

$$D = 4 \frac{A}{B} \quad /6.76/$$

A - pole przekroju poprzecznego wyrobiska, m^2 ,

B - obwód wyrobiska, m ,

L_o - odległość między sąsiednimi przecinkami, m

$l_{fv\tau 1}$ - dysypacja energii na pierwszej tamie układu, J/m^3 ,

L_c - długość układu wyrobisk równoległych, przy czym

$$L_c = m L_o \quad /6.46/,$$

m - liczba otamowanych przecinek w układzie.

Po uwzględnieniu, że jest $\dot{V}_p - \dot{V}_m = \dot{V}_s$ oraz /6.46/ wzór /6.75/ przyjmuje postać

$$k = \frac{\sqrt{2} \dot{V}_s}{mD \sqrt{l_{fv\tau 1}}} \quad /6.75a/$$

Ponieważ jest: $\dot{V}_s = p \dot{V}_p$ oraz $l_{fv+1} = l_{fv1-2m}$ wzór /6.75a/ możemy napisać w postaci

$$k = \frac{\sqrt{2} p \dot{V}_p}{mD \dot{V}_p \sqrt{R_{ec}}} = \frac{\sqrt{2} p}{mD \sqrt{R_{ec}}} \quad /6.75b/$$

Wzór /6.75b/ pozwala wyznaczyć współczynnik k charakteryzujący nieszczelności układu wyrobisk równoległych.

Dla trzech przypadków zmian wydatku powietrza wzdłuż drogi jego przepływu w układzie wyrobisk równoległych, rozważanych w ustępach /6.6.3.1/ do /6.6.3.3/, współczynnik k dany jest odpowiednio wzorami:

- dla przypadku pierwszego, w którym założono postęp arytmetyczny, po uwzględnieniu wzoru /6.50/ otrzymujemy

$$k = \frac{p}{mD \sqrt{m - (m+1)p + \frac{(m+1)(2m+1)p^2}{6m}} \sqrt{R_{Lo}}} \quad /6.77/$$

- dla przypadku drugiego, w którym założono postęp geometryczny, po uwzględnieniu wzoru /6.54/ otrzymujemy

$$k = \frac{p}{mD (1-p)^{1/m} \sqrt{\frac{(2-p)p}{1-(1-p)^{2/m}}} \sqrt{R_{Lo}}} \quad /6.78/$$

- dla przypadku trzeciego, w którym założono średnią ważoną z postępów arytmetycznego i geometrycznego, po uwzględnieniu wzoru /6.59/ uzyskujemy

$$k = \frac{4p}{mD \sqrt{M} \sqrt{R_{Lo}}} \quad /6.79/$$

gdzie M jest zdefiniowane wyrażeniem zawartym w nawiasie figurującym po prawej stronie wzoru /6.48c/.

Można zauważyć, że we wzorach /6.77/, /6.78/ i /6.79/ współczynnik k zależy od wartości strat powietrza p i ilości przeci-niek m oraz od parametrów charakteryzujących wyrobisko, tj. oporu R_{L_0} i średnicy równoważnej D . Możemy więc współczynnik k wyrazić w postaci iloczynu

$$k = k_w k_s \quad /6.80/$$

gdzie:

k_w - współczynnik charakteryzujący wyrobisko ujęty wzorem

$$k_w = \frac{1}{D \sqrt{R_{L_0}}} \quad /6.81/$$

k_s - bezwymiarowy współczynnik charakteryzujący ucieczki powietrza przez nieszczelności układu, który zależy od mechanizmu zachodzenia tych ucieczek, wobec czego ma on różne wartości stosownie do:

- przypadku pierwszego, którego dotyczy wzór /6.77/

$$k_s = \frac{p}{m \sqrt{m - (m+1)p + \frac{(m+1)(2m+1)}{6m} p^2}} \quad /6.82/$$

- przypadku drugiego, którego dotyczy wzór /6.78/

$$k_s = \frac{p}{m (1-p)^{1/m} \sqrt{\frac{(2-p)p}{1-(1-p)^{2/m}}}} \quad /6.83/$$

- przypadku trzeciego, którego dotyczy wzór /6.79/

$$k_s = \frac{4p}{m \sqrt{M}} \quad /6.84/$$

W dalszym ciągu tej pracy nie będziemy się zajmowali współczynnikiem k_w , gdyż dla danego wyrobiska ma on wartość stałą.

Wartości tego współczynnika dla typowych wyrobisk w kopalniach LGOM zamieszczono w tablicy 6.12.

W celu wyznaczenia wartości bezwymiarowego współczynnika k_s przyjęto następujące założenia: straty względne powietrza p są zmienną niezależną, a liczba "m" przecinek jest traktowana jako parametr, który przyjmuje wartości kolejno 5, 10, 15, 20, 25 i 30. Obliczone przy tych założeniach /dla trzech rozpatrywanych przypadków/ wartości współczynnika k_s zamieszczono w tablicach 6.13 do 6.15. Na rysunkach 6.19 do 6.21 przedstawiono przykładowo zależności współczynnika k_s od strat powietrza p dla wspomnianych trzech przypadków przy stałej liczbie m przecinek, $m = \text{idem}$.

W tablicy 6.16 przedstawiono przykładowo obliczenia zależności współczynnika k_s od długości drogi /ilości przecinek/, przy założeniu, że zmiany wydatku powietrza^w trzech rozpatrywanych przypadkach, zachodzą w układzie wyrobisk o następujących parametrach $m=30$, $\dot{V}_p = 30m^3/s$, $\dot{V}_m = 1,35m^3/s$. Na podstawie danych zamieszczonych w tablicy 6.16 wykonano wykres zależności współczynnika k_s od długości drogi /ilości przecinek/, podany na rysunku 6.22.

Na rysunkach 6.23, 6.24 i 6.25 przedstawiono wykresy zmian współczynnika k_s w zależności od strat powietrza p dla trzech rozpatrywanych przypadków i różnych ilości "m" przecinek.

Z analizy wymienionych tablic i wykresów wynika, że współczynnik k_s rośnie wraz ze wzrostem strat powietrza.

Dla jednakowych strat powietrza współczynnik k_s jest większy, gdy ilość "m" przecinek jest mniejsza. Należy nadmienić, że dla wszystkich rozpatrywanych przypadków wartości współczynnika k_s są zbliżone do siebie, jeżeli straty powietrza są mniejsze od 50 % / $p < 0,5$ /.

6.7.2. Kryteria jakości uszczelnienia układu wyrobisk równoległych, dopuszczalne straty powietrza w tym układzie

Współczynnik k_s charakteryzujący nieszczelności układu wyrobisk równoległych zależy od strat powietrza w układzie oraz liczby przecinek, w których zachodzą straty powietrza. W badaniach w ZG Polkowice oddziałach stwierdzono, że współczynnik k_s zawiera się w zakresie 0,0037 do 0,0576 /tablica 6.17/. Zakres ten wyznaczono na podstawie wzoru /6.84/.

Dla szczelnego układu wyrobisk współczynnik $k_s = 0$.

Dla nieszczelnego układu wyrobisk wartość współczynnika k_s jest uzależniona od jakości uszczelnienia /oporów tam/ i ilości przecinek otamowanych tamami.

Według posiadanego rozeznania literaturowego oraz zgodnie z wynikami badań własnych można przyjąć następujące jakości uszczelnienia układu:

- uszczelnienie bardzo dobre
- uszczelnienie dobre
- uszczelnienie zadowalające
- uszczelnienie złe

Współczynnik k_s jest zależny od ilości "m" przecinek w układzie, przeto wartości kryterialne tego współczynnika odpowiadające powyższym jakościom uszczelnienia układu również są funkcją ilości "m" przecinek. Dobierając wymienione wartości kryterialne współczynnika k_s , kierowano się nierównością /6.73a/. Założono przy tym, że dla strat większych od 50 % / $p > 0,5$ / uszczelnienie wyrobisk równoległych jest złe, co jest zgodne ze stwierdzeniem, że przewietrzanie układu można uważać za nie-ekonomiczne jeśli straty powietrza w układzie są większe od 50% /rozdział 6.3.3.4/.

Wobec powyższego, proponuje się następujące kryteria jakości uszczelnienia układu wyrobisk równoległych:

- uszczelnienie bardzo dobre

$$0 < k_s \leq \left(\frac{0,05}{m} - 0,001 \right) \quad /6.85/$$

- uszczelnienie dobre

$$\left(\frac{0,05}{m} - 0,001 \right) < k_s \leq \left(\frac{0,16}{m} - 0,004 \right) \quad /6.86/$$

- uszczelnienie zadowalające

$$\left(\frac{0,16}{m} - 0,004 \right) < k_s \leq \left(\frac{0,33}{m} - 0,007 \right) \quad /6.87/$$

- uszczelnienie złe

$$k_s > \left(\frac{0,33}{m} - 0,007 \right) \quad /6.88/$$

Chcąc sprawdzić, jaką jakość uszczelnienia mają badane układy wyrobisk równoległych, należy dla danych strat p i liczby przecinek "m" obliczyć wartości współczynnika k_s według wzoru /6.84/. Z kolei dla liczby przecinek "m" należy wyznaczyć kryterialne wartości współczynnika k_s przy korzystaniu z lewych i prawych stron kryteriów /6.85/ do /6.88/.

Następnie należy sprawdzić, jakiej jakości uszczelnienia odpowiada wartość k_s .

Badania wartości dopuszczalnych strat powietrza w układzie wyrobisk równoległych oparte na powyższych kryteriach i przy założeniu, że zmiany wydatku powietrza są zgodne z zależnością empiryczną /6.23c/ pozwoliły ustalić, że maksymalna długość wyrobisk równoległych przy założeniu uszczelnienia zadowalającego może wynosić 700 m. Natomiast w trakcie pomiarów do niniejszej pracy długości takie wynosiły do 1500 m.

6.7.3. Zastosowanie współczynnika k_s przy obliczeniach wentylacji układu wyrobisk równoległych

W przypadku lutniociągu znajomość współczynnika k uwzględniającego nieszczelności pozwala na wyznaczenie sprawności lutniociągu η_L zdefiniowanej wzorem

$$\eta_L = \frac{\dot{V}_k}{\dot{V}_w} \quad /6.89/$$

gdzie: $\dot{V}_w$ - wydajność wentylatora lutniowego,

$\dot{V}_k$ - wydatek powietrza na końcu lutniociągu

Jeżeli spełniona jest nierówność $\dot{V}_k > 0,35 \dot{V}_w$, to sprawność lutniociągu oblicza się [10] według wzoru

$$\eta_L = \left(1 + \frac{a k}{2}\right)^2 \quad /6.89a/$$

w którym wielkość a jest dana wzorem

$$a = \frac{2D}{3S} (r_0)^{1/2} (s_2 - s_1)^{3/2} \quad /6.90/$$

gdzie r_0 oznacza opór jednostkowy /odniesiony do 1 m/ lutniociągu a pozostałe oznaczenia - jak we wzorze /6.74/.

Dla wyrobisk równoległych sprawność jest zdefiniowana wzorem /6.72/. Po zastosowaniu naszych oznaczeń wzór /6.90/ przyjmuje postać

$$a = \frac{2}{3} \frac{D}{L_0} \left(\frac{R_{L_0}}{L_0} \right)^{1/2} \left(m L_0 \right)^{3/2} = \frac{2}{3} D R_{L_0}^{1/2} m^{3/2} \quad /6.91/$$

Uwzględniając zależności /6.80/, /6.81/ i /6.91/, możemy iloczyn (a k) występujący we wzorze /6.89a/ napisać w postaci

$$a k = \frac{2}{3} k_s \sqrt{m^3} \quad /6.92/$$

Sprawność η układu wyrobisk równoległych można więc obliczać korzystając ze wzoru

$$\eta = \left(1 + \frac{k_s}{3} \sqrt{m^3} \right)^{-2} \quad /6.93/$$

Wzór /6.93/ jest słuszny dla $\dot{V}_m > 0,5 \dot{V}_p$, czyli zgodnie z kryteriami /6.85/ do /6.88/ dla jakości uszczelnienia od zadowalającego do bardzo dobrego. Znając wartość współczynnika sprawności η możemy wyznaczyć wydatek $\dot{V}_m$ powietrza docierającego do przodków

$$\dot{V}_m = \eta \dot{V}_p$$

Natomiast straty powietrza p w układzie wyznaczymy według wzoru

$$p = \frac{\dot{V}_p - \dot{V}_m}{\dot{V}_p} = 1 - \eta \quad /6.95/$$

Korzystając z kryteriów podanych wzorami /6.85/ do /6.88/, wyznaczono przykładowo sprawność układu η dla liczby przecinek $m=30$ i różnego rodzaju uszczelnienia układu.

Wyniki obliczeń zestawiono w tabelicy 6.18.

7. Badania własne nad stratami powietrza w układzie wyrobisk równoległych przy stosowaniu w nich wentylatorów swobodnych

7.1. Wprowadzenie

W celu zwiększenia intensywności wentylacji i zmniejszenia strat powietrza w prądach rejonowych, a zwłaszcza w układzie równoległych wyrobisk przygotowawczych, zastosowano w kopalniach LGOM wentylatory zabudowane w przekroju wyrobiska. Wentylatory te nazwano wentylatorami swobodnymi.

Problemy związane ze stosowaniem wentylatorów pomocniczych pracujących bez tamy badano obszernie w ZSRR [21], [25], [29], [38], [70], [37].

W związku z zastosowaniem wentylatorów swobodnych w kopalniach LGOM, Politechnika Śląska i Główny Instytut Górnictwa przeprowadziły badania wpływu, jaki wywierają te wentylatory na przewietrzanie oddziałów filarowo-komorowych [18], [49], [51], [64]. Badania przeprowadzone w ramach tych prac pozwoliły wyciągnąć następujące wnioski:

- Zastosowanie w rejonowych sieciach wentylacyjnych recyrkulacji wywołanej wentylatorami swobodnymi powoduje lepsze wykorzystanie masy powietrza wypełniającej wyrobiska tej sieci.

- Recyrkulacja powietrza nie powoduje w strefie przodków pogorszenia parametrów gazowo-cieplnych powietrza w porównaniu do stanu przewietrzania bez recyrkulacji.

- Zastosowanie recyrkulacji powoduje wyraźną poprawę warunków klimatycznych związaną z efektem wzrostu prędkości powietrza w strefie przodków.

- Efektywność stosowania wentylatorów swobodnych jako regulatorów przepływu powietrza zależy głównie od ich lokalizacji w sieci, lokalizacji w przekroju, energii kinetycznej strumienia wylotowego i przekroju wyrobiska.

7.2. Metoda pomiarów i ich wyniki

W układzie wyrobisk równoległych wentylator swobodny jest instalowany w pewnej odległości od początku tego układu.

W ZG Polkowice były to wentylatory promieniowe umieszczone w prądzie powietrza świeżego o kierunku działania zgodnym z działaniem wentylatora głównego /regulacja ujemna/.

W ramach niniejszej pracy badania rodzaju przepływu powietrza i jego strat w układach z wentylatorami swobodnymi przeprowadzono w taki sam sposób, jak w przypadku oddziałów bez wentylatorów swobodnych. Mierzono więc prędkości powietrza, pola przekrojów wyrobisk oraz odległości punktów pomiarowych od początku rejonu. Pomiar prędkości i pola przekroju poprzecznego wyrobiska pozwalał wyznaczyć wydatek powietrza w tym przekroju wyrobiska. Wydajność wentylatora swobodnego równa była wydatkowi powietrza w przekroju wyrobiska za wentylatorem, a przed następną przecinką. Przyjęcie w rozważaniach wydatku powietrza płynącego w wyrobisku za wydajność wentylatora, pozwoliło uniknąć konieczności uwzględniania recyrkulacji powietrza w odcinku wyrobiska / między kolejnymi przecinkami/, w którym był zainstalowany wentylator swobodny.

Badania przeprowadzono w latach 1972, 1973 i 1974 dla wszystkich oddziałów ZG Polkowice, w których stosowano wentylatory swobodne.

Wyniki pomiarów i obliczeń zamieszczono w tablicy 7.1.

7.3. Ucieczki powietrza i jego recyrkulacja w układzie wytrobisk równoległych przy stosowaniu wentylatorów swobodnych

Ze stosowaniem wentylatorów swobodnych związany jest problem zarówno ucieczek powietrza, jak i jego recyrkulacji. W dotychczasowych badaniach [17], [18], [19], [49] rozpatrywano tylko ucieczki powietrza lub tylko recyrkulację, a nie badano łącznie tych zjawisk. Przyjmowano przy tym następujące modele badanych sieci rejonowych:

- model pierwszy, który dotyczy układu sieci rejonowej z ucieczkami powietrza, bez recyrkulacji;
- model drugi, który dotyczy sieci rejonowej z recyrkulacją wymuszoną;
- model trzeci, który dotyczy sieci rejonowej z recyrkulacją wzbudzoną.

Poszczególne modele wymienionych sieci i odpowiadające im schematy kanoniczne zamieszczono na rysunkach 7.1 do 7.3.

Na rysunkach tych zastosowano następujące oznaczenia:

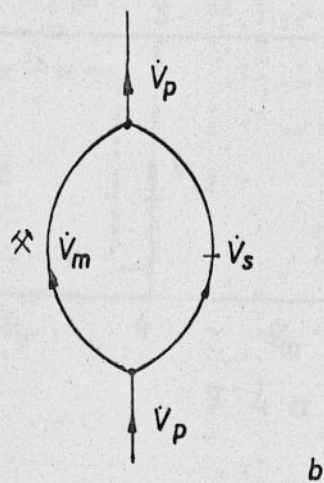
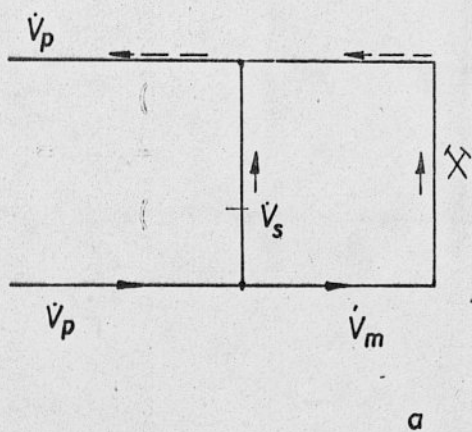
- $\dot{V}_p$ - wydatek objętościowy powietrza na początku rejonu,
- $\dot{V}_s$ - suma strat powietrza w rejonie,
- $\dot{V}_m$ - wydatek objętościowy powietrza dopływającego do przodków,
- $\dot{V}_w$ - wydatek powietrza w bocznicy, w której zainstalowany jest wentylator,
- $\dot{V}_r$ - wydatek recyrkulującego powietrza.

Badania strat powietrza w sieci rejonowej bez recyrkulacji /bez wentylatora swobodnego/ zostały przedstawione w rozdziale 6-tym.

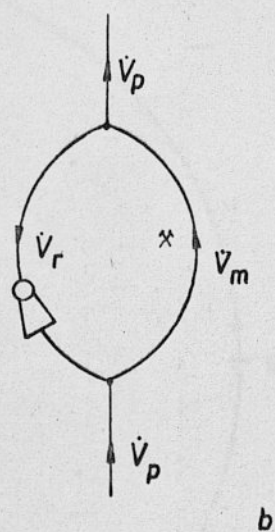
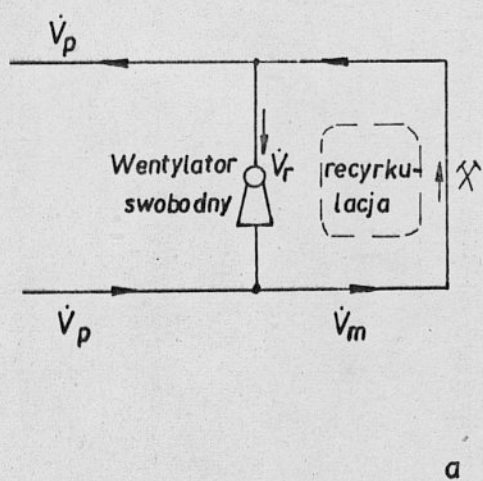
Dla układu sieci rejonowych jakie stosowano w ZG Polkowice, konieczny był model, który jest połączeniem wyżej wymienionych modeli pierwszego i trzeciego. W takim modelu sieci rejonowej zachodzą ucieczki powietrza i występuje recyrkulacja wzbudzona /rys. 7.4/. Dla takiego modelu /rys.7.4/ przyjęto dodatkowo następujące oznaczenia:

- $\dot{V}_0$ - wydatek powietrza za ostatnią przecinką, przez którą zachodzą straty,
- $\dot{V}_w$ - wydatek powietrza w wyrobisku, w którym znajduje się wentylator swobodny, przy czym wydatek ten jest równy wydajności wentylatora,
- $\dot{V}_{s1}$ - suma ucieczek powietrza przez przecinki przed wentylatorem swobodnym, wywołanych spiętrzaniem wentylatora głównego,
- $\dot{V}_{s2}$ - suma ucieczek powietrza przez przecinki za wentylatorem swobodnym,
- $\dot{V}_r$ - ilość recyrkulującego powietrza przez przecinki przed wentylatorem swobodnym,
- $\dot{V}_p, \dot{V}_m$ - jak na rys. 7.1 do 7.3.

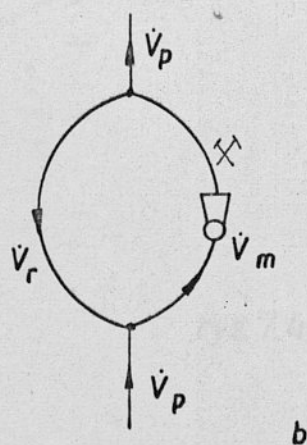
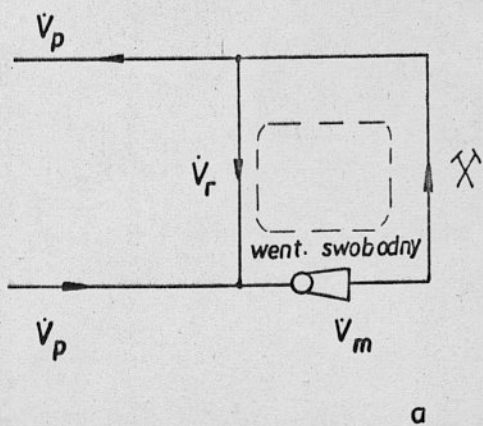
Wartości wyżej wymienionych wydatków powietrza zmierzono podczas badań przeprowadzonych w kopalni Polkowice i zestawiono w tablicy 7.2.



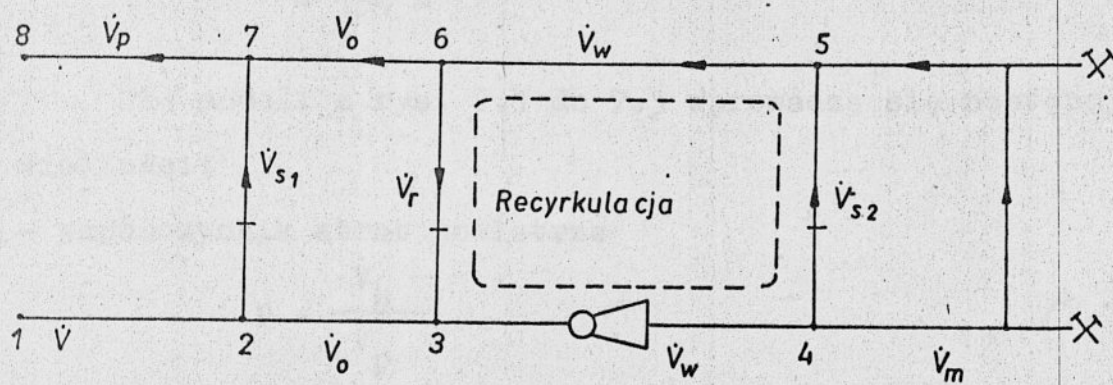
rys. 7.1



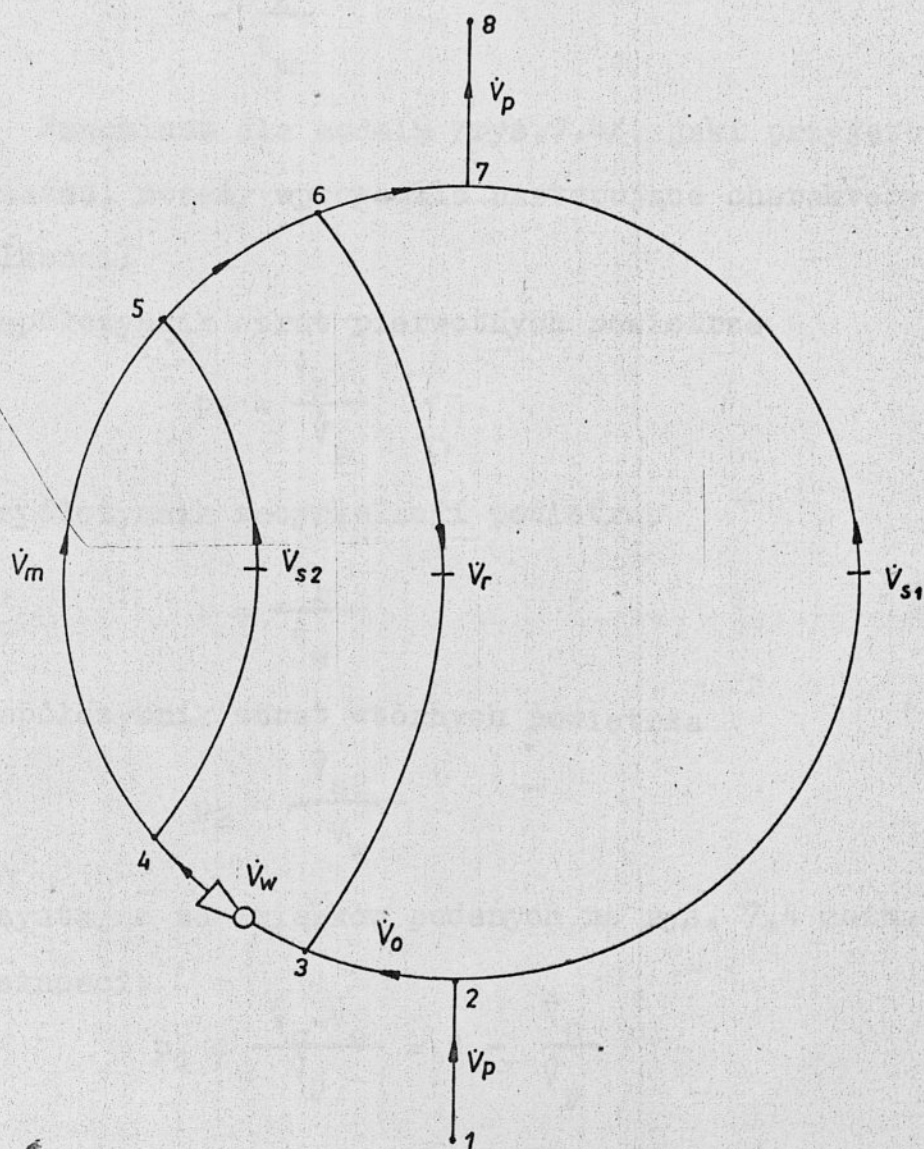
rys. 7.2



rys. 7.3



7.4 a



rys. 7.4 b

Dla modeli z rys. 7.1 do 7.3 wprowadza się następujące wielkości:

- współczynnik strat powietrza

$$p = \frac{\dot{V}_s}{\dot{V}_p} \quad /7.1/$$

- współczynnik recyrkulacji powietrza

$$r = \frac{\dot{V}_r}{\dot{V}_m} \quad /7.2/$$

Natomiast dla modelu /rys.7.4/, jaki przyjęto do dalszych rozważań, możemy wprowadzić następujące charakteryzujące go wielkości:

- współczynnik strat pierwotnych powietrza

$$p_1 = \frac{\dot{V}_{s1}}{\dot{V}_p} \quad /7.3/$$

- współczynnik recyrkulacji powietrza

$$r = \frac{\dot{V}_r}{\dot{V}_w} \quad /7.4/$$

- współczynnik strat wtórnych powietrza

$$p_2 = \frac{\dot{V}_{s2}}{\dot{V}_w} \quad /7.5/$$

Korzystając ze związków podanych na rys. 7.4 można napisać zależności:

$$p_1 = \frac{\dot{V}_p - \dot{V}_o}{\dot{V}_p} = 1 - \frac{\dot{V}_o}{\dot{V}_p} \quad /7.3a/$$

$$r = \frac{\dot{V}_w - \dot{V}_o}{\dot{V}_w} = 1 - \frac{\dot{V}_o}{\dot{V}_w} \quad /7.4a/$$

$$p_2 = \frac{\dot{V}_w - \dot{V}_m}{\dot{V}_w} = 1 - \frac{\dot{V}_m}{\dot{V}_w} \quad /7.5a/$$

Przekształcając zależność /7.3a/ otrzymujemy

$$\dot{V}_o = \dot{V}_p (1 - p_1) \quad /7.3b/$$

Natomiast z przekształcania zależności /7.4a/ wynika

$$\dot{V}_w = \frac{\dot{V}_o}{1-r} \quad /7.4b/$$

skąd po uwzględnieniu /7.3b/ mamy

$$\dot{V}_w = \frac{1 - p_1}{1-r} \dot{V}_p \quad /7.4c/$$

Związek /7.5a/ możemy napisać w postaci

$$\dot{V}_m = \dot{V}_w (1 - p_2) \quad /7.5b/$$

Po skojarzeniu wzoru /7.4c/ z zależnością /7.5b/ otrzymujemy następujący wzór na wydatek powietrza dopływającego do przodków w modelu sieci rejonowej z recyrkulacją i stratami powietrza /rys.7.4/.

$$\dot{V}_m = \frac{(1-p_1)(1-p_2)}{1-r} \dot{V}_p \quad /7.6/$$

Znając wartości współczynników p_1 , p_2 oraz r , możemy ze wzoru /7.6/ obliczyć wydatek powietrza $\dot{V}_m$ w przodku. Opierając się na danych zamieszczonych w tabelicy 7.3, wyznaczono wartości współczynników p_1, p_2, r dla badanych w ZG Polkowice oddziałów z wentylatorami swobodnymi. Wartości tych współczynników zamieszczono w tabelicy 7.4.

Korzystając z tablicy 7.4 wyznaczono średnie wartości i przedziały ufności współczynników strat pierwotnych, wtórnych i recyrkulacji powietrza dla warunków kopalni Polkowice. W obliczeniach tych korzystano ze wzorów /6.1/, /6.2/ i /6.3/ podanych w rozdziale 6-tym. Obliczenia wykonano dla współczynnika ufności $1 - \alpha = 0,99$. Z obliczeń tych uzyskano:

- średni współczynnik strat pierwotnych

$$\bar{p}_1 = 0,23069$$

- odchylenie standardowe średniej z próby

$$\hat{s}_{p1} = 0,20504$$

- przedział ufności średniej

$$0,10041 < \mu_{p1} < 0,36097$$

Średnia wartość współczynnika recyrkulacji

$$\bar{r} = 0,34756$$

- odchylenie standardowe średniej z próby

$$\hat{s}_r = 0,19885$$

- przedział ufności średniej

$$0,22122 < \mu_r < 0,4739$$

Średnia wartość współczynnika strat wtórnych

$$\bar{p}_2 = 0,43909$$

- odchylenie standardowe średniej z próby

$$\hat{s}_{p2} = 0,24070$$

- przedział ufności średniej

$$0,28616 < \mu_{p2} < 0,59202$$

Dla wyznaczonych średnich wartości współczynników otrzymano przy korzystaniu ze wzoru /7.6/ średni wydatek $\dot{V}_m$ powietrza dopływającego do przodków

$$\dot{V}_m = 0,66138 \dot{V}_p \quad /7.7/$$

Przy stosowaniu wentylatorów swobodnych zatem sumaryczne ucieczki powietrza w rejonie stanowią średnio 33,9 % wydatku powietrza dopływającego do rejonu. Konfrontując zależność /7.7/ z zależnością /6.19c/ widzimy, że przez zastosowanie wentylatorów swobodnych uzyskuje się prawie dwukrotny wzrost wydatku powietrza dopływającego do przodków w rejonach wentylacyjnych.

W tablicy 7.5 przedstawiono wartości współczynników p_1, p_2 oraz r określone przez przedziały ufności średniej.

Tablica 7.5

Współczynnik	Przedział ufności	Wartość średnia
p_1	(0,10041, 0,36097)	0,23069
r	(0,22122, 0,4739)	0,34756
p_2	(0,28616, 0,59202)	0,43909
$\frac{(1-p_1)(1-p_2)}{1-r}$	(0,82458, 0,9555)	0,66138

Tak na przykład dla minimalnych wartości średnich wszystkich trzech współczynników /lewostronna granica przedziałów ufności/ otrzymujemy wydatek

$$\dot{V}_m = 0,82458 \dot{V}_p$$

a dla maksymalnych wartości średnich /prawostronna granica

przedziałów ufnosci otrzymujemy

$$\dot{V}_m = 0,49555 \dot{V}_p$$

W obydwóch powyższych przypadkach straty sumaryczne powietrza w układzie wyrobisk równoległych /17,5 oraz 50,4 %/ są mniejsze od strat powietrza w prądzie rejonowym bez wentylatorów swobodnych /6.19c/, które wynoszą średnio 64 %.

Najkorzystniejszy przypadek układu wartości średnich współczynników / ze względu na wydatek $\dot{V}_m$ powietrza dopływającego do przodków/ będziemy mieli wówczas, gdy mianownik wzoru /7.6/ przyjmie wartość najmniejszą, a licznik wartość największą. Znajdzie to wówczas, gdy $\bar{r} = \bar{r}_{\max}$, $\bar{p}_1, \bar{p}_2 = \min$. Będziemy mieli wówczas

$$\dot{V}_m = 1,22061 \dot{V}_p$$

Do przodków więc będzie dopływało więcej powietrza niż wpływa do rejonu / recyrkulacja przewyższa straty/.

Najmniejsza ilość powietrza dopłynie do przodków wówczas, gdy licznik wzoru /7.6/ przyjmie wartość najmniejszą, a mianownik największą. Znajdzie to wtedy, gdy średnie wartości współczynników strat p_1, p_2 będą maksymalne /prawostronna granica przedziału ufnosci/, a średni współczynnik recyrkulacji r będzie minimalny /lewostronna granica przedziału ufnosci/.

Otrzymamy wówczas

$$\dot{V}_m = 0,33477 \dot{V}_p$$

Zagadnienie stosowania wentylatorów swobodnych przy takich wartościach współczynników p_1, p_2, r jest problematyczne, gdyż w oddziałach bez wentylatorów swobodnych do przodków dopływa średnio ilość powietrza tego samego rzędu /6.19c/.

Jak wynika z analizy wzoru /7.6/ dla różnych wartości średnich współczynników p_1 , p_2 , r , w oddziałach z wentylatorami swobodnymi konieczne jest również ograniczenie strat powietrza, takie aby współczynniki p_1 oraz p_2 osiągały wartości jak najmniejsze.

Przy projektowaniu wentylacji można stosować zależność /7.7/, która pozwala wyznaczyć przybliżony wydatek powietrza w przodku, gdy w prądzie rejonowym znajduje się wentylator swobodny.

8. Badania własne nad stratami powietrza w głównych chodnikach transportowych

8.1. Wprowadzenie

Główne chodniki transportowe ZG Polkowice znajdują się na poziomach 740, 810 i 850 m. We wszystkich tych wyrobiskach odbywa się szynowy transport urobku. Na poziomie 810 m chodniki transportowe łączą wszystkie trzy podsieci wentylacyjne kopalni.

Chodniki transportowe są wyrobiskami, w których płyną grupowe prądy powietrza świeżego. Wyrobiska te / ^{wynika} to ze sposobu rozcięcia złożeń i bliźniaczego usytuowania szybów/ są równoległe do chodników wodno-wentylacyjnych, będących grupowymi drogami powietrza zużytego, płynącego z rejonów eksploatacyjnych do szybów wydechowych. Pomiędzy chodnikami transportowymi a wodno-wentylacyjnymi istnieją przecinki, które wykonano podczas drążenia tych chodników. Niektóre z tych przecinek ze względów ruchowych, muszą być wyposażone w tamy lub śluzy umożliwiające przejście z chodnika transportowego do wodno-wentylacyjnego. Gdy śluza w przecince nie jest konieczna, buduje się w niej tamę pełną, którą pokrywa się betonem natryskowym.

Przez nieszczelności w wymienionych tamach powietrze świeże przepływa z chodników transportowych do wodno-wentylacyjnych. Straty te są zjawiskiem niekorzystnym, powodującym w konsekwencji zmniejszenie wydatków powietrza dopływających do rejonów wydobywczych. Istotne jest więc wyznaczenie tych strat, a umożliwi ono ustalenie faktycznej ilości powietrza wpływającej do oddziałów.

Badając to zagadnienie, można oddzielnie rozpatrywać każdą przecinkę łączącą wyrobisko transportowe z wentylacyjnym. Należy wówczas, zgodnie ze sposobami podanymi w rozdziale 4 niniejszej pracy, wyznaczyć straty powietrza we wszystkich tamach znajdujących się w tych przecinkach. Wymaga to w przypadku dużej ilości przecinek wykonania wielu pomiarów, co zazwyczaj jest niemożliwe z powodu braku odpowiednich przyrządów pomiarowych. Należy więc znaleźć sposób, który pozwoli wyznaczyć straty powietrza na odcinku rozpatrywanego wyrobiska.

W pracy [6] zamieszczono jako miarę zmian wydatku objętościowego powietrza w wyrobiskach prowadzących grupowe prądy tzw. współczynnik dopływu. Współczynnik ten definiuje się jako iloraz wydatków objętościowych powietrza na końcu i na początku 300-metrowego odcinka wyrobiska. Powstaje w ten sposób bezwymiarowa wielkość, która charakteryzuje nam przepływ powietrza przez 300 metrowy odcinek wyrobiska. Znajac wartość współczynnika dopływu możemy obliczyć straty powietrza w całym wyrobisku.

8.2. Metoda pomiarów i ich wyniki

Chcąc wyznaczyć straty powietrza na głównych chodnikach transportowych wykonano w ZG Polkowice pomiary wydatków powietrza wzdłuż tych wyrobisk. Równocześnie wyznaczono długości tych dróg oraz ilość przecinek łączących je z chodnikami wodno-wentylacyjnymi. Badania te wykonano w 1972, 1973 i 1974 roku. Wyznaczenie wydatków powietrza przeprowadzono w sposób przedstawiony w rozdziale 5 niniejszej pracy. Długości dróg uzyskano na podstawie map wyrobisk górniczych, na które naniesiono poszczególne punkty pomiarowe.

Nadmienić należy, że badania te przeprowadzono opierając się na wydatkach objętościowych, a nie na normalnych wydatkach objętościowych, gdyż w czasie pomiarów stwierdzono, że zmiany temperatury powietrza i ciśnienia statycznego bezwzględnego na drogach transportowych były nieznaczne. Wyniki pomiarów i obliczeń zamieszczono w tablicy 8.1.

Jak widać z danych zamieszczonych w tej tablicy, odległości między poszczególnymi punktami pomiarowymi były zmienne. Wynikało to bardzo często stąd, że badania przeprowadzono w czasie normalnego ruchu kopalni i musiano tak dobierać punkty pomiarowe, aby wykonywanie badań nie zakłócało ruchu kopalni.

8.3. Metoda opracowania wyników pomiarów

Opierając się na uzyskanych w czasie pomiarów wynikach /tablica 8.1/ szukano zależności zmian wydatku objętościowego powietrza od długości L drogi i ilości " n " przecinek na tej drodze. Posłużono się metodą regresji wielorakiej [20]. Jednakże okazało się, że w otrzymanej funkcji regresji wielorakiej współczynnik regresji przy zmiennej niezależnej $x_1 = L$ nie był istotnie różny od zera, czyli że zmiana wydatku objętościowego powietrza $\Delta \dot{V}$ w chodnikach transportowych nie zależy w zasadniczy sposób od długości drogi przebytej przez powietrze, a tylko od ilości " n " otamowanych przecinek na tej drodze. Dlatego też posługując się metodą regresji liniowej /rozdział 6.3/ spróbowano znaleźć zależność $\Delta \dot{V} = f(n)$. Okazało się jednak, że współczynnik korelacji /6.15/ był niski co świadczyło o niezbyt dobrej zgodności próby z obranym modelem.

Należało więc znaleźć, ^{zależność} która w lepszy sposób przybliżałaby zmiany wydatku powietrza w wyrobiskach transportowych w stosunku do ilości otamowanych przecinek na danej drodze. Zależność tę należało wyznaczyć metodą regresji liniowej przedstawionej w rozdziale 6.3. niniejszej pracy.

8.4. Opracowanie zależności opisującej zmiany wydatku powietrza w wyrobiskach transportowych od ilości przecinek łączących je z chodnikami wentylacyjnymi

Ponieważ, jak wspomniano w rozdziale 8.3, niemożliwe było znalezienie związku bezpośrednio opisującego zmiany wydatku powietrza w zależności od ilości przecinek na danej drodze, wprowadzono pojęcia gradientu wydatku powietrza i wskaźnika ilości tam, które to pojęcia mogły w konsekwencji doprowadzić do znalezienia poszukiwanej zależności.

Gradientem wydatku powietrza nazwano różnicę wydatków powietrza przypadającą na 200-metrowy odcinek wyrobiska. Wartość gradientu k_{200} oblicza się korzystając z relacji

$$k_{200} = \frac{\Delta \dot{V}}{L} 200 \quad /8.1/$$

gdzie: $\Delta \dot{V} = (\dot{V}_1 - \dot{V}_2)$ - różnica wydatków powietrza między punktami pomiarowymi, m^3/s ,

L - odległość między punktami pomiarowymi, m.

Wskaźnikiem ilości tam nazwano ilość tam przypadającą na 200-metrowy odcinek wyrobiska. Wartość wskaźnika n_{200} wyznacza się z zależności

$$n_{200} = \frac{n}{L} 200 \quad /8.2/$$

gdzie: n - ilość otamowanych przecinek na odcinku L między punktami pomiarowymi.

Wartości gradientu wydatku powietrza i wskaźnika ilości tam, obliczone dla danych pomiarowych przedstawiono w tablicy 8.1.

Dla otrzymanych wyników obliczono średnie wartości gradientu wydatku powietrza i wskaźnika ilości tam w chodnikach transportowych w kopalni Polkowice.

Ponieważ dysponowaną próbą dużą ($n > 30$) [20] skorzystano z następujących wzorów:

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i \quad /8.3/$$

$$s = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2} \quad /8.4/$$

gdzie: $\bar{x}$ - średnia arytmetyczna z próby,

s - odchylenie standardowe z próby,

x_i - wartość zaobserwowana w i -tym pomiarze,

n - ilość pomiarów.

Przedział ufności dla średniej μ z populacji otrzymuje się ze wzoru

$$P \left\{ \bar{x} - u_{\alpha} \frac{s}{\sqrt{n}} < \mu < \bar{x} + u_{\alpha} \frac{s}{\sqrt{n}} \right\} = 1 - \alpha \quad /8.5/$$

gdzie $1 - \alpha$ - jest prawdopodobieństwem przyjętym z góry i nazywanym współczynnikiem ufności,

u_{α} - jest wartością zmiennej losowej mającej rozkład normalny standaryzowany, wartość wyznacza się z tablicy rozkładu normalnego [20].

Obliczona dla danych zamieszczonych w tablicy 8.1. średnia wartość gradientu wydatku powietrza wynosi:

$$k_{200} = 4,02 \text{ m}^3/\text{s na 200 m}$$

Natomiast odchylenie standardowe średniej wynosi

$$s = 3,11 \text{ m}^3/\text{s na 200 m}$$

Przedział ufności średniej dla współczynnika ufności

$1-\alpha = 0,95$ dla którego $u_\alpha = 1,96$, obliczony dla powyższych danych ze wzoru /8.5/ wynosi:

$$3,11 \text{ m}^3/\text{s na 200 m} < \mu < 4,88 \text{ m}^3/\text{s na 200 m}$$

Wyznaczona ze wzoru /8.3/ dla danych zamieszczonych w tablicy 8.1 średnia wartość wskaźnika ilości tam wynosi:

$$n_{200} = 2,13$$

Odchylenie standardowe /8.4/ średniej z próby wynosi:

$$s = 1,265$$

Natomiast przedział ufności średniego wskaźnika ilości tam dla współczynnika ufności $1-\alpha = 0,95$ / $u_\alpha = 1,96$ / wynosi:

$$1,78 < \mu < 2,48$$

Stosując metodę regresji liniowej /rozdział 6.3/ wyznaczono zależność gradientu wydatku powietrza k_{200} od wskaźnika ilości tam n_{200} .

Po zastosowaniu podstawienia $x = n_{200}$ oraz $y = k_{200}$ dla wartości zamieszczonych w tablicy 8.1 ze wzorów /6.8/ i /6.9/ otrzymano następujące wartości współczynników regresji liniowej:

$$b_0 = 1,9817506 \quad b_1 = 0,5579167$$

Poszukiwana funkcja regresji ma więc postać

$$k_{200} = 0,5579167 n_{200} + 1,9817506 \quad /8.6/$$

Oszacowanie współczynników regresji przeprowadzono korzystając ze wzorów /6.10/, /6.11/ i /6.12/. Dla hipotezy $H_0: \beta_i = 0$ statystyki t_{b0} oraz t_{b1} obliczone z tych wzorów, przy standardowym błędzie oszacowania $s_r = 0,5968$, mają odpowiednio wartości

$$t_{b0} \approx 11,919292$$

$$t_{b1} = 8,280667$$

Dla przyjętego poziomu istotności $\alpha = 0,01$ oraz $n-2=48$ stopni swobody wartość krytyczna z rozkładu t Studenta wynosi $t_\alpha = 2,682$. Czyli ponieważ zachodzą następujące nierówności $|t_{b0}| > t_\alpha$ oraz $|t_{b1}| > t_\alpha$ nie ma podstaw do przyjęcia hipotezy $H_0: \beta_i = 0$. Można więc stwierdzić, że współczynniki regresji liniowej są istotnie różne od zera.

Przedziały ufności współczynników regresji liniowej obliczone ze wzorów /6.13/ i /6.14/ dla współczynnika ufności $1-\alpha = 0,95$ oraz $n-2=48$ stopni swobody, dla których $t_\alpha = 2,011$ wynoszą odpowiednio:

$$1,6475606 < \beta_0 < 2,3159415$$

$$0,4224917 < \beta_1 < 0,693342$$

Współczynnik korelacji z próby obliczony ze wzoru /6.15/ ma wartość $r = 0,8053865$. Natomiast statystyka /6.16/ ma wartość $t = 9,413544$. Dla poziomu istotności $\alpha = 0,05$ oraz $n-2=48$ stopni swobody dla których $t_\alpha = 2,011$ zachodzi nierówność $|t| > t_\alpha$. Można więc odrzucić hipotezę $H_0: \rho = 0$, że zmienne nie są skorelowane. Istnieje więc istotna zależność między wskaźnikiem ilości tam a gradientem wydatku powietrza.

Stosując zależności /8.6/ można dla średnich wartości wskaźnika ilości tam obliczyć wartość gradientu wydatku powietrza a następnie zmianę wydatku powietrza /straty/ na całej długości wyrobiska.

Wracając do podstawień /8.1/ i /8.2/ i wprowadzając je do zależności /8.6/ otrzymujemy następujący związek

$$\frac{\Delta \dot{V}}{L} 200 = 0,5579 \frac{n}{L} 200 + 1,9818 \quad /8.7/$$

który po przekształceniu możemy napisać w postaci

$$\Delta \dot{V} = 0,5579 n + 0,0099 L \quad /8.8/$$

Wzór /8.8/ jest prawdziwy dla $n \geq 1$.

8.5. Analiza otrzymanych zależności

W rozdziale tym poszukiwano zależności, za pomocą której można wyznaczać straty powietrza w chodnikach transportowych. Ponieważ wyrobiska te charakteryzują się zmienną ilością przecinek łączących je z chodnikami wodno-wentylacyjnymi oraz przecinkami w których zachodzą straty, są położone w różnych odległościach od siebie, nie można było wyznaczyć bezpośredniej zależności strat powietrza od długości drogi przebytej przez powietrze. Dlatego też trzeba było wprowadzić pojęcia gradientu wydatku powietrza i wskaźnika ilości tam, które w konsekwencji doprowadziły do wyznaczenia poszukiwanego wzoru /8.8/.

Wzór ten pozwala wyznaczyć straty powietrza, tj. różnicę wydatku powietrza na odcinku wyrobiska transportowego o długości L i przy istnieniu n -otamowanych przecinek do wyrobisk wentylacyjnych.

W celu umożliwienia łatwego posługiwania się zależnością /8.8/ sporządzono nomogram pozwalający odczytać $\Delta \dot{V}$ przy danych L oraz n /rys.8.1/.

Ponieważ dla całego wyrobiska $\Delta \dot{V}$ oznacza straty powietrza między punktem początkowym i końcowym tego wyrobiska możemy, korzystając z /8.8/ obliczyć/, jaka ilość powietrza $\dot{V}_t$ powinna

dopływać do punktu początkowego, gdy znamy konieczny wydatek $\dot{V}_k$ na dopływie do rejonu wentylacyjnego znajdującego się na końcu tego wyrobiska. Korzystamy w takim przypadku z zależności

$$\dot{V}_t = \dot{V}_k + \Delta\dot{V} = \dot{V}_k + 0,5579 n + 0,0099 L \quad /8.9/$$

Tak np. w wyrobisku o długości $L = 700$ m, ilości przecinek $n=7$ oraz wymaganej ilości powietrza na wlocie do rejonu $\dot{V}_p = \dot{V}_k = 20 \text{ m}^3/\text{s}$, z nomogramu /rys. 8.1/ odczytujemy $\Delta\dot{V} = 10,9 \text{ m}^3/\text{s}$. Zatem ilość powietrza na wlocie do wyrobiska transportowego powinna wynosić $\dot{V}_t = 30,9 \text{ m}^3/\text{s}$. Straty powietrza w tym wyrobisku w stosunku do wydatku na wlocie wyniosą 35,3 %.

Posługując się wzorem /8.9/ możemy również wyznaczyć konieczną ilość powietrza na początku chodnika transportowego, jeżeli płynie nim powietrze do kilku rejonów.

Ponieważ w czasie wykonywania pomiarów stwierdzono, że straty powietrza w wyrobiskach transportowych kopalni Polkowice są mniejsze od 50 % ilości powietrza dopływającego na wlot do tych wyrobisk, tj. $p < 0,5$, dysypację energii l_{fv} w takim wyrobisku /zgodnie z rozdziałem 6.6/ najwygodniej będzie obliczać z przekształconego wzoru Woronina

$$l_{fv} = R \dot{V}_t \dot{V}_k = R (1-p) \dot{V}_t^2 \quad /8.10/$$

gdzie: R - opór aerodynamiczny wyrobiska [47], Ns^2/m^8 ,

$\dot{V}_t$ - wydatek powietrza na początku wyrobiska, m^3/s ,

$\dot{V}_k$ - wydatek powietrza na końcu wyrobiska, m^3/s .

Ze wzoru /8.10/ można również wyznaczać dysypację energii w chodnikach wodno-wentylacyjnych, w których płynie powietrze zużyte z rejonów wentylacyjnych i straty powietrza z chodników transportowych.

9. Badania własne nad stratami powietrza na podszybiach

9.1. Wprowadzenie

Badanie strat powietrza na podszybiach nie może się opierać na założeniach takich, jakie przyjęto przy badaniu strat powietrza wzdłuż jego dróg przepływu w rejonach wentylacyjnych lub przepływu w wyrobiskach transportowych /rozdział 6 i 8/. Straty powietrza bowiem na podszybiach są stratami miejscowymi, a straty wzdłuż wymienionych dróg i wyrobisk nie są stratami miejscowymi /punktowymi/, lecz rozłożonymi wzdłuż tych dróg i wyrobisk.

Straty miejscowe powietrza przez urządzenia wentylacyjne /tamy i śluzy/ zależą głównie od różnicy potencjałów po obu stronach każdego z tych urządzeń i od oporu uszczelnienia danego urządzenia /rozdział 4.2.3/. Znając opór uszczelnienia urządzenia wentylacyjnego, możemy wyznaczyć straty powietrza korzystając ze wzoru /4.28/.

W rozdziale 4.2.3. niniejszej pracy stwierdzono, że wykonywanie śluz złożonych z 2 lub 3 tam wentylacyjnych nie powoduje 2 lub 3-krotnego zmniejszenia ucieczek powietrza przez te śluzy w stosunku do ucieczek przez pojedynczą tamę z drzwiami. Zjawisko to można objaśnić w następujący sposób: Ucieczki powietrza $\dot{V}_{s1}$ przez pojedynczą tamę o oporze R_d przy różnicy potencjałów Δh_{cv} wyznacza się ze wzoru /4.28/. Jeżeli natomiast wykonamy śluzę składającą się z dwóch tam wentylacyjnych o jednakowych oporach R_d każda, to przy takiej samej różnicy potencjałów ucieczki powietrza przez śluzę złożoną z dwóch tam wyniosą

$$\dot{V}_{s2} = \sqrt{\frac{\Delta h_{cv}}{2R_d}} = \frac{\dot{V}_{s1}}{\sqrt{2}} = 0,707 \dot{V}_{s1} \quad /9.1/$$

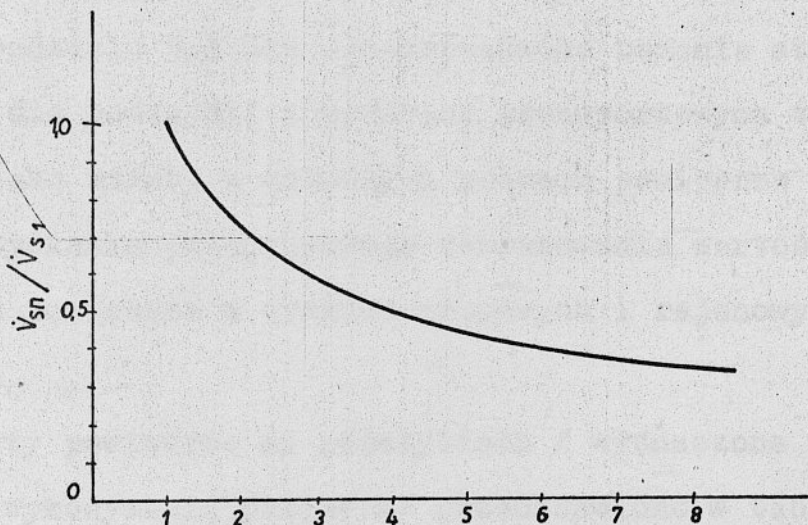
W śluzie wykonanej z trzech tam o oporze R_d każda zachodzą ucieczki powietrza określone wzorem

$$\dot{V}_{s3} = \sqrt{\frac{\Delta h_{cv}}{3R_d}} = \frac{\dot{V}_{s1}}{\sqrt{3}} = 0,58 \dot{V}_{s1} \quad /9.2/$$

Natomiast wykonanie śluzy z "n" tam o oporze R_d każda powoduje, że ucieczki powietrza przez taką śluzę w stosunku do ucieczek przez jedną tamę o oporze R_d wynoszą

$$\dot{V}_{sn} = \sqrt{\frac{\Delta h_{cv}}{nR_d}} = \frac{\dot{V}_{s1}}{\sqrt{n}} \quad /9.3/$$

Wykres zmian strat powietrza przez śluzy wentylacyjne wykonywane z "n" kolejno budowanych tam przedstawiono na rys. 9.1. Jak wynika z tego wykresu, śluzy wykonywane z więcej niż 3 identycznych tam wentylacyjnych nie dają efektywnego zmniejszenia zachodzących w nich strat powietrza.



ilość tam w śluzie wentylacyjnej rys.9.1

Wzory /4.28/ i /9.1/ do /9.3/ pozwalają obliczać straty powietrza w tamach i śluzach w rejonach podszybii, jeżeli znane są a priori opory uszczelnienia tam, oraz różnice potencjałów po obu stronach tych urządzeń.

Sposób wyznaczania strat powietrza oparty na powyższych wzorach jest nieprzydatny w fazie projektowania wentylacji, gdyż nie znamy wówczas konkretnych wielkości figurujących w tych wzorach.

Dlatego też, podczas projektowania wentylacji należy korzystać z wartości dopuszczalnych strat powietrza przez tamy i śluzy wentylacyjne /rozdział 4.3/, bądź też z wyznaczonych dla warunków kopalń LGOM średnich strat powietrza przez śluzy wentylacyjne, lub z wartości sumarycznych strat powietrza w rejonie podszybi.

9.2. Straty powietrza na podszybiach w kopalni Polkowice

Sumaryczne straty powietrza zachodzące w tamach i śluzach wentylacyjnych znajdujących się na podszybiach szybów bliźniaczych /wdechowych i wydechowych/ kopalni Polkowice wyznaczono zgodnie z metodą przedstawioną w rozdziale 5.3 niniejszej pracy.

W rozdziale 5.3 nie przeprowadzono badania strat powietrza oddzielnie dla podszybi i wyrobisk transportowych traktując je sumarycznie jako straty w grupowych prądach powietrza świeżego, a to w celu uzyskania przejrzystego zobrazowania wartości strat wewnętrznych powietrza w drogach grupowych i rejonowych powietrza świeżego.

Straty powietrza na podszybiach /wyznaczone w poszczególnych okresach wykonywania pomiarów/ przedstawiono w tablicy 9.1. W tablicy tej pokazano również udział strat powietrza na podszybiach w sumarycznych stratach w grupowych prądach powietrza świeżego.

Zgodnie z danymi zamieszczonymi w tablicy 9.1 średni udział strat powietrza na podszybiach w sumarycznych stratach w grupowych drogach powietrza świeżego wynosi 35 %. Pozostałą część /tj.65 %/

stanowią straty powietrza w głównych wyrobiskach transportowych.

Opierając się na powyższych stwierdzeniach możemy napisać:

$$\dot{V}_{nsp} = 0,35 \dot{V}_{nsg} \quad /9.4/$$

$$\dot{V}_{nst} = 0,65 \dot{V}_{nsg} \quad /9.5/$$

gdzie: $\dot{V}_{nsp}$ - straty powietrza na podszybiach, m^3/s ,

$\dot{V}_{nst}$ - straty powietrza w wyrobiskach transportowych, m^3/s ,

$\dot{V}_{nsg}$ - straty powietrza w grupowych prądach powietrza świeżego, m^3/s .

Podczas projektowania wentylacji kopalń przy posuwaniu się od przodków do zrębów szypów wdechowych /rozdział 3/ przed doś-
ciem do rejonu podszybi wyznaczmy najpierw straty powietrza $\dot{V}_{nsr}$ w prądach rejonowych i straty $\dot{V}_{nst}$ w wyrobiskach transportowych. Jeżeli przez "a" oznaczmy udział strat powietrza $\dot{V}_{nst}$ w wyrobiskach transportowych w sumarycznych stratach $\dot{V}_{nsg}$ w prądach grupowych, tj. jeżeli $a=0,65$, to wzory /9.4/ i /9.5/ przyjmują postać

$$\dot{V}_{nsg} = \frac{\dot{V}_{nst}}{a} \quad /9.6/$$

$$\dot{V}_{nsg} = \frac{\dot{V}_{nsp}}{1-a} \quad /9.7/$$

Ze skojarzenia wzorów /9.6/ i /9.7/ wynika

$$\dot{V}_{nsp} = \frac{1-a}{a} \dot{V}_{nst} \quad /9.8/$$

Na podstawie wzorów /9.4/ i /9.5/ możemy napisać związek

$$\dot{V}_{nsp} = 0,54 \dot{V}_{nst} \quad /9.8a/$$

który wynika również z /9.8/ dla $a = 0,65$.

Wzór /9.8a/ pozwala wyznaczyć orientacyjne straty powietrza na podszybiach, jeżeli znamy wartości strat powietrza występujące w głównych chodnikach transportowych. Straty powietrza na podszybiach obliczane według wzoru /9.8a/ mogą służyć tylko dla wstępnych obliczeń wentylacyjnych, kiedy to chodzi nam o szybkie wyznaczenie ilości powietrza płynącej szybami wlotowymi. Ze wzoru /9.8a/ można korzystać w przypadku podszybii o podobnej ilości i podobnych urządzeniach, jakie są stosowane na podszybiach kopalni Polkowice.

Dalszą analizę wartości strat powietrza na podszybiach kopalni Polkowice wykonano w celu wyznaczenia średnich strat powietrza zachodzących w szluzach zabudowanych w wyrobiskach łączących bliźniacze szyby. W tablicy 9.2 przedstawiono ilości ośluzowanych wyrobisk na poszczególnych podszybiach kopalni Polkowice. Na podstawie sumarycznych strat powietrza na podszybiach /tablica 9.1/ i ilości ośluzowanych wyrobisk /tablica 9.2/ stwierdzono, że średnie straty powietrza przez 1 szluzę podwójną stosowaną na podszybiach kopalni Polkowice wynoszą $\dot{V}_{s2}=2,5\text{m}^3/\text{s}$ - $150\text{m}^3/\text{min}$.

Porównując tę średnią z dopuszczalnymi stratami powietrza w szluzie złożonej z 2-ch tam, określonymi jako równe $1\text{m}^3/\text{s}$ = $60\text{m}^3/\text{min}$ przez przepisy ZSRR /rozdział 4.3/, można stwierdzić, że w kopalni Polkowice średnie ucieczki powietrza przez szluzę złożoną z 2-ch tam są 2,5 raza większe od dopuszczalnych.

Jest to zjawisko niekorzystne, świadczące o tym, że opory uszczelnienia szluz wentylacyjnych w rejonach podszybii kopalni Polkowice są zbyt małe. Odpowiednie uszczelnienie szluz wentylacyjnych w kopalni Polkowice lub też ich wykonywanie w warunkach fabrycznych może wydatnie zmniejszyć straty powietrza na podszy-

biach i w konsekwencji doprowadzić do intensyfikacji przewietrzania kopalni.

Należy nadmienić, że najkorzystniejszym rozwiązaniem problemu strat powietrza na podszybiach jest przyjęcie w fazie projektowania modelu kopalni o przekątnym usytuowaniu szybów /rozdział 4.4/, przez co można zupełnie wyeliminować straty powietrza na podszybiach.

W aktualnie projektowanych i rozbudowywanych kopalniach IGOM przyjęto przekątne usytuowanie szybów wydechowych względem wdechowych, wobec czego w takich kopalniach nie zajdzie potrzeba uwzględnienia strat powietrza na podszybiach przy obliczaniu wentylacji tych kopalń.

W przypadku, gdy zaistnieje potrzeba projektowania wentylacji kopalni o bliźniaczym usytuowaniu szybów wdechowego i wydechowego dopuszczalne straty powietrza przez śluzy znajdujące w wyrobiskach między tymi szybami można przyjmować zgodnie z danymi przedstawionymi w rozdziale 4.3, które zostały opracowane na podstawie wielu doświadczeń i badań przeprowadzonych przez Instytut Górnicze w ZSRR.

10. Badania własne nad stratami zewnętrznymi powietrza

10.1. Wprowadzenie

Straty zewnętrzne powietrza, jak już wspomniano w rozdziale 4.2.5 niniejszej pracy, jest to zasysanie z atmosfery powietrza poprzez nieszczelności zamknięcia zrębu szybu wydechowego i nieszczelności kanału wentylacyjnego oraz wentylatora rezerwowego. Tak więc część wydajności wentylatora stanowi ilość powietrza równa stratom zewnętrznym. Straty zewnętrzne powietrza zwiększając wydajności wentylatorów głównych powodują bezproduktywne zużycie energii elektrycznej potrzebnej do napędu wentylatorów.

Należy stwierdzić, że w obecnych kopalniach nie wykonuje się zasadniczo szybów wyłącznie wentylacyjnych, których zręby byłyby zamknięte wyłącznie na głucho, przez co można by w znaczny sposób zmniejszyć straty zewnętrzne. Szyby wydechowe są zwykle szybami, w których również odbywa ciągnięcie urobku i transport materiałów. Z tego też powodu problemy związane z właściwym zamknięciem zrębów szybów wentylacyjnych są bardzo poważne. Należy jednak stwierdzić, że zgodnie z badaniami przeprowadzonymi w ZSRR [40] wykorzystanie istniejących sposobów szczelnego zamknięcia zrębów szybów wydechowych pozwala osiągnąć żądane przepisami dopuszczalne straty zewnętrzne powietrza.

Duże straty zewnętrzne powietrza występujące w istniejących kopalniach są więc bardzo często wynikiem niewłaściwego doboru zamknięcia zrębu szybu lub brakiem dbałości o stan szczelności tego zamknięcia.

Wyznaczenie strat zewnętrznych powietrza w kopalni

Polkowice przeprowadzono zgodnie z metodą podaną w rozdziale 4.2.5. niniejszej pracy. Wartości strat zewnętrznych powietrza występujących w poszczególnych podsięciach ZG Polkowice w okresie wykonywania badań przedstawiono w tabelicy 5.6. Jak już wspomniano w rozdziale 5-tym, jedynie opór zamknięcia zrębu szybu P IV był właściwie dobrany, gdyż straty zewnętrzne przy tym szybie były mniejsze od 20 % wydajności wentylatorów głównych. Średnia wartość strat zewnętrznych w okresie wykonywania pomiarów w kopalni Polkowice wynosiła 22 % wydajności wentylatorów.

10.2. Metoda wyznaczania strat zewnętrznych powietrza
i oporów zamknięcia zrębu szybu wydechowego

Dotychczas przy projektowaniu wentylacji kopalń należało uwzględniać straty zewnętrzne powietrza tylko ze względu na dobór wydajności wentylatora [59]. W praktyce projektowej do wyznaczonego wydatku $\dot{V}_k$ powietrza płynącego z dołu kopalni dodawano straty zewnętrzne $\dot{V}_{sz}$. Tak wyznaczoną sumę wydatków ($\dot{V}_k + \dot{V}_{sz}$) przyjmowano jako wydajność $\dot{V}_c$ stacji wentylatorów głównych, tj.

$$\dot{V}_c = \dot{V}_k + \dot{V}_{sz} \quad /10.1/$$

Ponieważ zgodnie z rozdziałem 5.3. możemy napisać

$$r_{sz} = \frac{\dot{V}_{sz}}{\dot{V}_c} \quad /10.2/$$

przeto straty zewnętrzne $\dot{V}_{sz}$ będą wynosiły

$$\dot{V}_{sz} = r_{sz} \dot{V}_c \quad /10.3/$$

wobec czego wzór /10.1/ możemy napisać w postaci

$$\dot{V}_c = \dot{V}_k + r_{sz} \dot{V}_c \quad /10.4/$$

skąd po przekształceniach otrzymujemy

$$\dot{V}_c = \frac{\dot{V}_k}{1 - r_{sz}} \quad /10.5/$$

Jeżeli przyjmiemy, że zgodnie z obowiązującymi przepisami [59] $r_{sz} = 0,2$ /straty zewnętrzne 20 %/, otrzymamy wówczas

$$\dot{V}_c = \frac{\dot{V}_k}{1 - 0,2} = 1,25 \dot{V}_k \quad /10.5a/$$

Można więc stwierdzić, że dopuszczalne straty powietrza stanowiące 20 % wydajności stacji wentylatorowej równe są 25 % wydatku powietrza płynącego z kopalni.

W ZSRR [26] przy projektowaniu wentylacji przyjmuje się, że straty zewnętrzne nie powinny przekraczać 10 % wydatku powietrza płynącego z kopalni, czyli $\dot{V}_{sz} = 0,1 \dot{V}_k$. Natomiast wydajność wentylatora wynosi w tym przypadku

$$\dot{V}_c = \dot{V}_k + 0,1 \dot{V}_k = 1,1 \dot{V}_k \quad /10.5b/$$

natomiast udział strat zewnętrznych r_{sz} zgodnie z /10.5/ wynosi wówczas $r_{sz} = 0,091$ czyli 9,1 % wydajności stacji wentylatorowej.

Znany jest również sposób wyznaczania oporu zamknięcia zrębu szybu [26]. Dysypacja energii w zamknięciu zrębu szybu o oporze R_{sz} równa jest dysypacji energii w sieci wentylacyjnej kopalni / bez kanału/ o oporze wypadkowym R_k . Możemy więc napisać

$$R_{sz} \dot{V}_{sz}^2 = R_k \dot{V}_k^2 \quad /10.6/$$

Czyli opór zamknięcia powinien wynosić

$$R_{sz} = R_k \left(\frac{\dot{V}_k}{\dot{V}_{sz}} \right)^2 \quad /10.6a/$$

Po uwzględnieniu, że $\dot{V}_k = \dot{V}_c - \dot{V}_{sz}$ możemy napisać wzór /10.6a/ w następującej postaci

$$R_{sz} = R_k \left(\frac{\dot{V}_c - \dot{V}_{sz}}{\dot{V}_{sz}} \right)^2 = R_k \left(\frac{1 - r_{sz}}{r_{sz}} \right)^2 \quad /10.6b/$$

Jeżeli zgodnie z polskimi przepisami [59] przyjmimy $r_{sz}=0,2$, to na podstawie /10.6b/ otrzymujemy

$$R_{sz} = R_k \left(\frac{1-0,2}{0,2} \right)^2 = 16 R_k \quad /10.6c/$$

Aby więc straty zewnętrzne powietrza były równe 20 % wydajności stacji wentylatorowej opór zamknięcia R_{sz} zrębu szybu musi być 16 razy większy od oporu wypadkowego R_k całej sieci wentylacyjnej /bez kanału wentylatorów/ związanej z tym szybem wydechowym. Jeżeli natomiast, zgodnie z przepisami radzieckimi $r_{sz}=0,091$ ($\dot{V}_{sz} = 0,1 \dot{V}_k$), to opór R_{sz} zamknięcia zrębu szybu powinien wynosić

$$R_{sz} = R_k \left(\frac{1-0,091}{0,091} \right)^2 = 100 R_k \quad /10.6d/$$

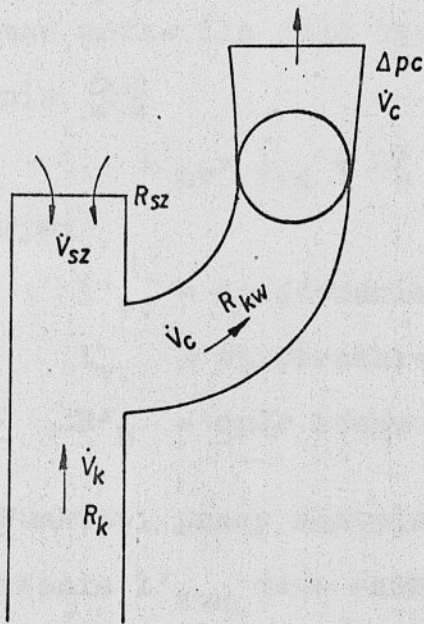
Podany powyżej sposób wyznaczania oporu R_{sz} zamknięcia zrębu szybu wydechowego jest niedogodny, zwłaszcza w fazie projektowania wentylacji, gdy praktycznie nie znany jest opór R_k sieci wentylacyjnej.

Dlatego też bardzo często opór R_{sz} zamknięcia zrębu szybu jest niewłaściwie dobrany, co jest między innymi przyczyną występowania dużych strat zewnętrznych powietrza.

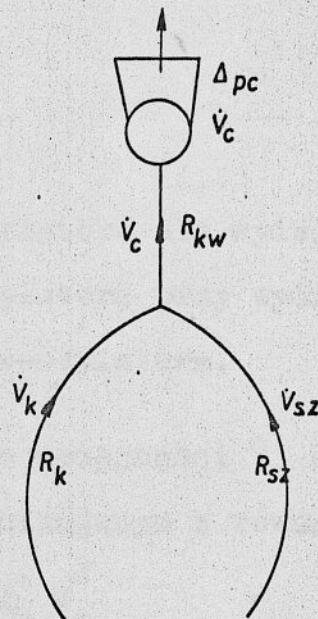
Poniżej podana zostanie metoda wyznaczania strat zewnętrznych powietrza przy projektowaniu sieci wentylacyjnych kopalni lub też przy zmianie parametrów punktu pracy wentylatora,

jak również metoda pozwalająca wyznaczyć wymagany opór zamknięcia zrębu szybu wydechowego. Metoda ta jest oparta na znanych już w fazie projektowania oporze kanału wentylacyjnego R_{kw} , ilości powietrza płynącej z dołu kopalni $\dot{V}_k$ oraz charakterystyce przewidywanych do sieci wentylatorów głównych.

Na rys. 10.1 pokazano schemat obliczeniowy do proponowanej metody, a na rys. 10.2 pokazano uproszczony schemat kanoniczny sieci wentylacyjnej wykorzystany przy obliczeniach.



rys. 10.1



rys. 10.2

Dla sieci wentylacyjnej z rys. 10.2 możemy napisać związek

$$\Delta p_c - R_{kw} \dot{V}_c^2 = R_{sz} \dot{V}_{sz}^2 \quad //10.7/$$

gdzie: Δp_c - ciśnienie całkowite wentylatora lub stacji wentylatorowej panujące przy danym szybie wentylacyjnym,

R_{kw} - opór kanału wentylacyjnego,

$\dot{V}_c$ - wydajność wentylatora lub stacji wentylatorowej,

$\dot{V}_{sz}$ - straty zewnętrzne powietrza.

Przy ustalaniu zależności /10.7/ założono, że straty zewnętrzne zachodzą w zamknięciu zrębu szybu wydechowego. Pominięto zaś straty zewnętrzne powietrza poprzez uszczelnienia zamknąć wejść do kanału wentylacyjnego, wentylator rezerwowy itp.. Zgodnie z danymi przedstawionymi w rozdziale 4.2.5. straty te są małe w stosunku do ucieczek zachodzących w zamknięciu zrębu szybu i mogą być pominięte.

Biorąc pod uwagę zakres stabilnej pracy wentylatora głównego można dla jego charakterystyki spiętrzenia napisać równanie [13]

$$l'_{tv} = l_{vo} - R'_b \dot{V}^2 \quad /10.8/$$

w którym:

l'_{tv} - spiętrzenie wentylatora dla wydajności $\dot{V} > 0$,

l_{vo} - spiętrzenie wentylatora przy wydajności $\dot{V} = 0$,

R'_b - opór wewnętrzny wentylatora.

Punktowi pracy wentylatora o wydajności $\dot{V}_c$ odpowiada spiętrzenie l'_{tvc} dane wzorem wynikającym z równania /10.8/

$$l'_{tvc} = \Delta p_c = l_{vo} - R'_b \dot{V}_c^2 \quad /10.8a/$$

W przypadku gdy rozpatrujemy stację wentylatorów, w której skład wchodzi "k" równolegle połączonych wentylatorów mających takie same charakterystyki spiętrzenia, wówczas charakterystyka wypadkowa takiej stacji ma równanie

$$l_{tv} = l_{vo} - R_b \dot{V}^2 \quad /10.9/$$

w którym

$$R_b = \frac{R'_b}{k^2} \quad /10.9a/$$

Parametry $\dot{V}_c$, l_{tvc} punktu pracy takiej stacji wentylatorów spełniają następującą zależność, która wynika z równania

/10.9/

$$l_{tvc} = \Delta p_c = l_{vo} - R_b \dot{V}_c^2 \quad /10.9b/$$

Jeżeli przy szybie pracuje stacja k - wentylatorowa, to uwzględniając związek $\dot{V}_c = \dot{V}_k + \dot{V}_{sz}$ możemy na podstawie zależności /10.9b/ i równania /10.7/ napisać związek

$$l_{vo} - R_b (\dot{V}_k + \dot{V}_{sz})^2 - R_{kw} (\dot{V}_k + \dot{V}_{sz})^2 = R_{sz} \dot{V}_{sz}^2 \quad /10.10/$$

który po przekształceniach przyjmuje postać

$$(R_b + R_{kw} + R_{sz}) \dot{V}_{sz}^2 + 2 \dot{V}_k (R_b + R_{kw}) \dot{V}_{sz} + - [l_{vo} - (R_b + R_{kw}) \dot{V}_k^2] = 0 \quad /10.10a/$$

Równanie /10.10a/ jest równaniem kwadratowym, w którym niewiadomą są straty zewnętrzne $\dot{V}_{sz}$. Aby równanie to miało pierwiastki rzeczywiste, jego wyróżnik

$$\Delta = 4 \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw})^2 + 4 (R_b + R_{kw} + R_{sz}) [l_{vo} - (R_b + R_{kw}) \dot{V}_k^2]$$

musi być nieujemny tj. $\Delta \geq 0$, co zachodzi jeśli spełniony jest warunek

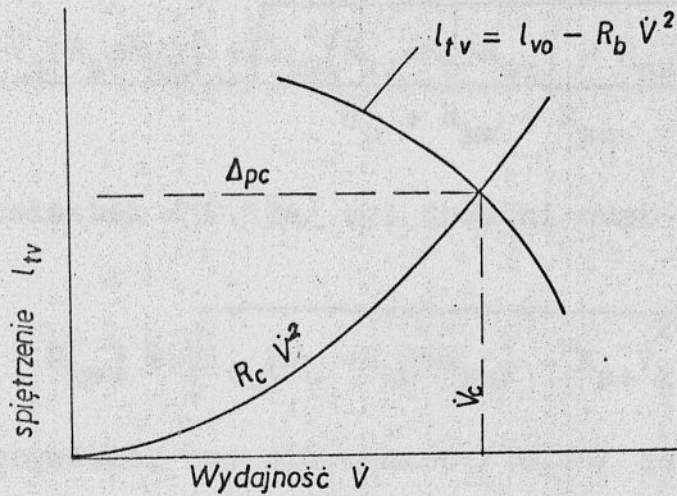
$$l_{vo} - (R_b + R_{kw}) \dot{V}_k^2 \geq 0 \quad /10.11/$$

Sprawdzenie czy spełniony jest warunek /10.11/, przeprowadzimy w następujący sposób: Dla punktu pracy wentylatorów możemy napisać następującą zależność /rys. 10.3/

$$l_{vo} - R_b \dot{V}_c^2 = R_c \dot{V}_c^2 \quad /10.12/$$

przy czym zgodnie z rys. 10.2

$$R_c = \frac{1}{\left(\frac{1}{\sqrt{R_k}} + \frac{1}{\sqrt{R_{sz}}} \right)^2} + R_{kw} \quad /10.12a/$$



rys. 10.3

Odejmując stronami od /10.12/ wyrażenie $R_{kw} \dot{V}_c^2$ otrzymujemy

$$l_{vo} - R_b \dot{V}_c^2 - R_{kw} \dot{V}_c^2 = R_c \dot{V}_c^2 - R_{kw} \dot{V}_c^2 \quad /10.12b/$$

skąd

$$l_{vo} - (R_b + R_{kw}) (\dot{V}_k + \dot{V}_{sz})^2 = (R_c - R_{kw}) \dot{V}_c^2 \quad /10.12c/$$

Po przekształceniach możemy zależność /10.12c/ napisać w postaci

$$l_{vo} - (R_b + R_{kw}) \dot{V}_k^2 = (R_b + R_{kw}) 2\dot{V}_k \dot{V}_{sz} + \dot{V}_{sz}^2 + (R_c - R_{kw}) \dot{V}_c^2 \quad /10.12d/$$

Ze wzoru /10.12c/ wynika

$$R_c - R_{kw} > 0$$

przeto prawa strona równania /10.12d/ jest dodatnia czyli nierówność /10.11/ jest prawdziwa.

Jeżeli $\Delta \gg 0$, to pierwiastki równania /10.10a/ możemy obliczyć ze wzoru

$$\dot{V}_{sz1,2} = \frac{-\dot{V}_k (R_b + R_{kw}) \pm \sqrt{l_{vo} (R_b + R_{kw} + R_{sz}) - R_{sz} \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw})}}{R_b + R_{kw} + R_{sz}} \quad /10.13/$$

Oczywiście sens fizyczny mają tylko straty powietrza dodatnie, czyli może interesować nas tylko pierwiastek równania /10.10a/ dany wzorem

$$\dot{V}_{sz} = \frac{-\dot{V}_k(R_b + R_{kw}) + \sqrt{l_{vo}(R_{kw} + R_b + R_{sz}) - R_{sz} \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw})}}{R_b + R_{kw} + R_{sz}} \quad /10.13a/$$

Aby pierwiastek /10.13a/ był dodatni musi być spełniona nierówność

$$-\dot{V}_k(R_b + R_{kw}) + \sqrt{l_{vo}(R_b + R_{kw} + R_{sz}) - R_{sz} \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw})} > 0 \quad /10.14/$$

Chcąc sprawdzić, czy nierówność /10.14/ jest prawdziwa, przekształciliśmy ją do postaci

$$l_{vo}(R_b + R_{kw} + R_{sz}) - R_{sz} \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw}) > \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw})^2 \quad /10.14a/$$

Zależność /10.14a/ możemy napisać w postaci

$$l_{vo}(R_b + R_{kw} + R_{sz}) > R_{sz} \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw}) + \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw})^2 \quad /10.14b/$$

skąd

$$l_{vo}(R_b + R_{kw} + R_{sz}) > \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw})(R_{sz} + R_b + R_{kw}) \quad /10.14c/$$

wobec czego

$$l_{vo} - \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw}) > 0 \quad /10.14d/$$

Nierówność /10.14d/ jest oczywiście zgodnie ze wzorami /10.11/ i /10.12d/ prawdziwa, czyli równanie /10.10a/ ma jeden pierwiastek dodatni dany wzorem /10.13a/.

Wzór /10.13a/ pozwala obliczyć straty zewnętrzne powietrza, gdy a priori znane są: opór kanału wentylacyjnego, opór zamknięcia zrębu szybu wydechowego oraz charakterystyka stacji wentylatorów określona przez współczynniki l_{vo} oraz R_b .

W praktyce projektowej przestrzegając przepisów [59] określamy dopuszczalne straty zewnętrzne. Z kolei wyznaczamy taki opór zamknięcia zrębu szybu, aby straty zewnętrzne nie przekroczyły obliczonych strat dopuszczalnych.

Podstawiając do zależności /10.7/ związek /10.5a/ uwzględniający dopuszczalne straty zewnętrzne powietrza oraz wzór /10.9b/, otrzymujemy

$$l_{vo} - R_b (\dot{V}_k + 0,25\dot{V}_k)^2 - R_{kw} (\dot{V}_k + 0,25\dot{V}_k)^2 = R_{sz} (0,25\dot{V}_k)^2 \quad /10.15/$$

który po przekształceniu przyjmuje postać

$$l_{vo} - 1,5625 \dot{V}_k^2 (R_b + R_{kw}) = 0,0625 R_{sz} \dot{V}_k^2 \quad /10.15a/$$

skąd wynika wzór umożliwiający obliczenie oporu zamknięcia zrębu szybu wydechowego

$$R_{sz} = \frac{16 l_{vo}}{\dot{V}_k^2} - 25 (R_b + R_{kw}) \quad /10.15b/$$

Straty zewnętrzne nie przekraczają 20 % wydajności stacji wentylatorowej /25 % wydatku powietrza płynącego z kopalni/, jeśli spełniona jest następująca nierówność

$$R_{sz0,25} \gg \frac{16 l_{vo}}{\dot{V}_k^2} - 25 (R_b + R_{kw}) \quad /10.15c/$$

Jeżeli straty zewnętrzne mają być mniejsze od 10 % wydatku powietrza płynącego z dołu kopalni, czyli jeśli $\dot{V}_{sz} = 0,1 \dot{V}_k$, jak to przyjmuje się w ZSRR, to zależność /10.7/ może być napisana w następujący sposób:

$$l_{vo} - R_b (\dot{V}_k + 0,1\dot{V}_k)^2 - R_{kw} (\dot{V}_k + 0,1\dot{V}_k)^2 = R_{sz} (0,1 \dot{V}_k)^2 \quad /10.16/$$

Postępując analogicznie jak poprzednio, otrzymuje się następującą zależność na opór zamknięcia zrębu szybu

$$R_{sz} = \frac{100 l_{vo}}{\dot{V}_k^2} - 121 (R_b + R_{kw}) \quad /10.16a/$$

Czyli aby straty zewnętrzne nie przekraczały 10 % wydatku powietrza płynącego z kopalni /9,1 % wydajności stacji wentylatorowej/, musi być spełniona nierówność

$$R_{sz0,1} \gg \frac{100 l_{vo}}{\dot{V}_k^2} - 121 (R_b + R_{kw}) \quad /10.16b/$$

Zależność /10.7/ może również służyć do obliczenia strat zewnętrznych powietrza, jeżeli znane są: opór kanału wentylacyjnego R_{kw} , opór zamknięcia zrębu szybu wentylacyjnego R_{sz} oraz równanie charakterystyki stacji wentylatorów. Ten sposób obliczania pozwala na szybkie wyznaczenie strat zewnętrznych w kopalniach istniejących /np. przy zmianie punktu pracy stacji wentylatorów/.

Przekształcając zależność /10.7/, otrzymujemy następujący wzór na obliczanie strat zewnętrznych

$$\dot{V}_{sz} = \sqrt{\frac{l_{vo} - \dot{V}_c^2 (R_b + R_{kw})}{R_{sz}}} \quad /10.17/$$

Aby móc wyznaczyć straty zewnętrzne przy korzystaniu ze wzoru /10.17/ konieczny jest jedynie pomiar wydajności $\dot{V}_c$ stacji wentylatorowej lub spiętrzenia całkowitego Δp_c . Znając bowiem spiętrzenie Δp_c , możemy z równania /10.9b/ obliczyć wydajność stacji wentylatorów

$$\dot{V}_c = \sqrt{\frac{l_{vo} - \Delta p_c}{R_b}} \quad /10.18/$$

Podstawiając prawą stronę zależności /10.18/ w miejsce $\dot{V}_c$ do wzoru /10.17/ otrzymujemy

$$\dot{V}_{sz} = \sqrt{\frac{\Delta p_c (R_b + R_{kw}) - l_{vo} R_{kw}}{R_b R_{sz}}} \quad /10.19/$$

Wzór /10.19/ pozwala obliczać straty zewnętrzne powietrza, jeżeli znane są: opór zamknięcia zrębu szybu oraz spiętrzenie całkowite Δp_c stacji k - wentylatorów połączonych równolegle przy tym szybie.

10.3. Zastosowanie wyprowadzonych zależności

W celu umożliwienia korzystania z zależności wyprowadzonych w rozdziale 10.2 wyznaczono - na podstawie charakterystyk wentylatorów stosowanych w LGOM, zamieszczonych w katalogach fabrycznych - wartości współczynników l_{v0} oraz R_b występujące w równaniu tych charakterystyk. Obliczone wartości zestawiono w tabelicy 10.1. Na rys. 10.4 przedstawiono konfrontację charakterystyk katalogowych wentylatorów stosowanych w kopalni Polkowice z charakterystykami uzyskanymi na podstawie równania /10.8/.

Dane zamieszczone w tabelicy 10.1 są ważne przy projektowaniu, kiedy posługujemy się katalogowymi, a nie rzeczywistymi charakterystykami wentylatorów.

Opory zamknięć zrębów szybów wydechowych oraz opory kanałów wentylacyjnych w ZG Polkowice podczas wykonywania badań w ramach niniejszej pracy przedstawiono w tabelicy 10.2 [52], [53].

Przy projektowaniu nowych kopalń lub rekonstrukcji kopalń starych, opór kanału wentylacyjnego dobiera się z tablic lub wykresów, znając parametry tych kanałów [47].

Posługując się wzorem /10.17/, wyznaczono dla przykładu straty zewnętrzne powietrza przy szybie P II dla zamieszczonych w tablicy /10.2/ wartości oporów $R_{sz} = 0,015 \text{ kGs}^2/\text{m}^8$ oraz $R_{kw} = 0,002 \text{ kGs}^2/\text{m}^8$ i założeniu, że pracują dwa równolegle połączone wentylatory PRJ-260/1,4, a ich wypadkowa wydajność wynosi $\dot{V}_c = 298 \text{ m}^3/\text{s}$. Otrzymano straty zewnętrzne $\dot{V}_{sz} = 96,5 \text{ m}^3/\text{s}$, które niewiele różnią się od wyznaczonych na podstawie pomiarów przeprowadzonych w kopalni /tablica 5.1/, tj. $\dot{V}_{sz} = 94 \text{ m}^3/\text{s}$. Potwierdza to przydatność proponowanej metody do wyznaczania strat zewnętrznych powietrza.

Dla wydatku $\dot{V}_c = 298 \text{ m}^3/\text{s}$ oraz oporu kanału wentylacyjnego $R_{kw} = 0,002 \text{ kGs}^2/\text{m}^8$ i pracy równoległej 2-ch wentylatorów PRJ-260/1,4 wyznaczono następujące opory $R_{sz0,25}$ i $R_{sz0,1}$ zamknięcia zrębu szybu P II, przy czym opory te są konieczne w celu uzyskania strat zewnętrznych wynoszących odpowiednio 20 % i 9,1 % wydajności wentylatorów:

$$R_{sz0,25} \gg 0,055294 \text{ kGs}^2/\text{m}^8 = 0,5529 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$$

$$R_{sz0,1} \gg 0,46579 \text{ kGs}^2/\text{m}^8 = 4,65 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$$

Z powyższych obliczeń wynika, że w celu zmniejszenia strat zewnętrznych z 20 % do 9,1 % wydajności stacji wentylatorów należy zwiększyć 8,4 razy opór zamknięcia zrębu szybu.

Dla projektowanej stacji 2-wentylatorów WPK-3,9, przy założonym wydatku powietrza płynącym z dołu kopalni $\dot{V}_k = 350 \text{ m}^3/\text{s}$ oraz projektowanym oporze kanału wentylacyjnego $R_{kw} = 0,0004 \text{ kGs}^2/\text{m}^8$, opory zamknięcia $R_{sz0,25}$ i $R_{sz0,1}$ zrębu powinny wynosić odpowiednio:

$$R_{sz0,25} \gg 0,0457 \text{ kGs}^2/\text{m}^8 = 0,456 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$$

$$R_{sz0,1} \gg 0,34218 \text{ kGs}^2/\text{m}^8 = 3,42 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$$

W tym przypadku dla 2-krotnego zmniejszenia strat powietrza wymagane jest 7,4-krotne zwiększenie oporu zamknięcia zrębu szybu.

Jak widać z przytoczonych przykładów, przedstawiona metoda w prosty sposób pozwala wyznaczyć straty zewnętrzne lub wymagany opór zamknięcia zrębu szybu. W metodzie tej stosujemy informacje zazwyczaj posiadane przez służbę wentylacyjną kopalń istniejących lub projektantów nowych kopalń, przy czym nie wykonujemy pomiarów. Metodę tę można stosować dla wszystkich kopalń, a nie tylko dla kopalń IGOM.

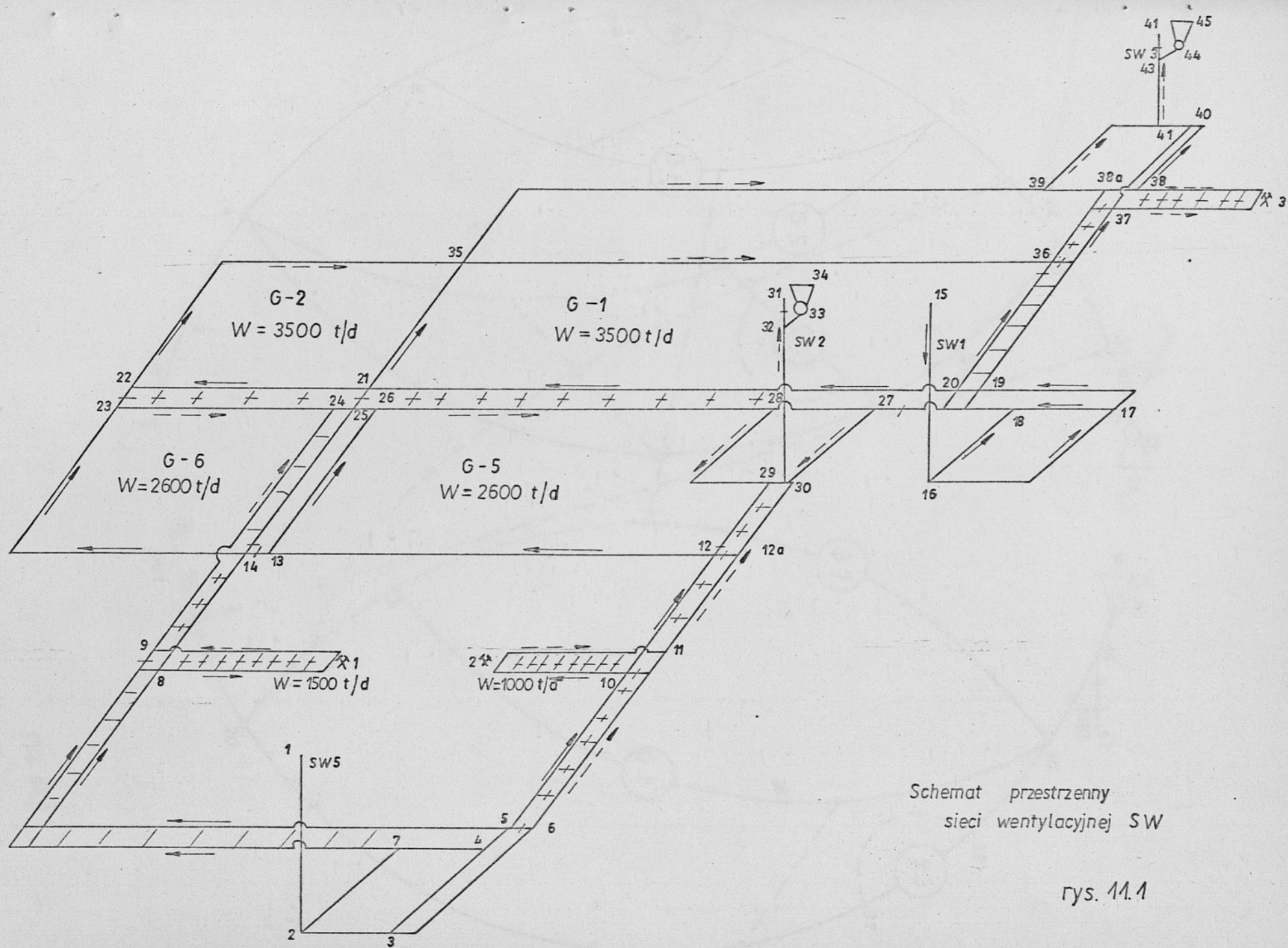
11. Projektowanie sieci wentylacyjnych z uwzględnieniem strat powietrza. Przykład praktyczny takiego projektowania

Dotychczas stosowany w polskim górnictwie sposób projektowania wentylacji kopalń, oparty na wskaźnikach ilości powietrza, na ogół nie bierze pod uwagę występowania strat powietrza w sieciach wentylacyjnych. W fazie bowiem projektowania wentylacji kopalni uwzględnia się straty zewnętrzne [59] oraz co najwyżej zakłada się występowanie strat wewnętrznych, lecz tylko sumarycznie dla całej kopalni. Takie postępowanie jest nie do przyjęcia przy stosowaniu intensywnej gospodarki powietrzem w sieciach wentylacyjnych.

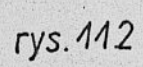
Jak wykazano w poprzednich rozdziałach tej pracy, powyższy sposób projektowania prowadzić może do niewłaściwego doboru wentylatorów głównych, nieprawidłowego doboru zamknięć zrębów szybów wentylacyjnych oraz niedoboru ilości powietrza wymaganych w miejscach pracy załogi, niezbędnych dla prawidłowej likwidacji zagrożeń gazowych i temperaturowych.

Poniżej przedstawiona zostanie metoda projektowania sieci wentylacyjnych z uwzględnieniem strat powietrza oparta na zależnościach wyprowadzonych w niniejszej pracy. Dla porównania ta sama sieć wentylacyjna zostanie najpierw obliczona w sposób dotychczas stosowany dla kopalń LGOM [58].

Schematy przestrzenne i kanoniczny rozpatrywanej sieci przedstawiono na rys. 11.1 i 11.2. Wydobyć dobowe w całej kopalni wyniesie 15600 t/d.



Schemat przestrzenny
sieci wentylacyjnej SW



11.1. Obliczenie sieci wentylacyjnej sposobem dotychczas stosowanym

Przy rozwiązywaniu sieci wentylacyjnej /rys.11.1/ w sposób dotychczas stosowany rozpatruje się dwie niezależne podsieci, z których - pierwsza jest związana z szybami SW5-SW2, - druga z szybami SW1 - SW3.

Wymaganą ilość powietrza dla całej kopalni ze względu na wydobycie oblicza się według wzoru

$$\dot{V}_s = k_w W \quad /11.1/$$

Dla rozpatrywanej kopalni wskaźnik ilości powietrza ze względu na wydobycie przyjęto $k_w = 3,7 \text{ m}^3/\text{min}$ na t/dobę. Przy wydobyciu dobowym 15600 t konieczna ilość powietrza na wlocie do kopalni zgodnie z /11.1/ wynosi

$$\dot{V}_s = 3,7 \cdot 15600 = 57600 \text{ m}^3/\text{min} = 960 \text{ m}^3/\text{s}$$

Dla podsieci związanej z szybami SW5-SW2 wydatek powietrza świeżego powinien wynosić

$$\dot{V}_1 = 3,7 \cdot 7800 = 28800 \text{ m}^3/\text{min} = 480 \text{ m}^3/\text{s}$$

a dla podsieci związanej z szybami SW1-SW3

$$\dot{V}_2 = 3,7 \cdot 7800 = 28800 \text{ m}^3/\text{min} = 480 \text{ m}^3/\text{s}$$

Wydatki powietrza docierające do pola eksploatacyjnego oblicza się zakładając, że 30 % powietrza świeżego przeznaczone jest dla komór i na straty wewnętrzne.

Zgodnie z powyższym w obu podsieciach do pól eksploatacyjnych będzie docierała ilość powietrza

$$\dot{V}_{p1} = \dot{V}_{p2} = 480 \cdot 0,7 = 336 \text{ m}^3/\text{s}$$

Wydatek powietrza zużytego w szybach wydechowych oblicza się w ten sposób, że ilość powietrza dopływającą szybami wdechowymi zwiększa się o 10 %. Wynika to z uwzględnienia przyrostu objętości powietrza spowodowanego dopływem sprężonego powietrza i gazów spalinowych.

Wydajność wentylatorów głównych oblicza się przy założeniu 20 % strat zewnętrznych, czyli do ilości powietrza płynącej szybem wydechowym dodaje się straty zewnętrzne.

Wydajność stacji wentylatorów głównych w obu podsieciach wyniesie

$$\dot{V}_{c1} = \dot{V}_{c2} = 1,1 \cdot 1,25 \cdot 480 = 660 \text{ m}^3/\text{s}$$

Dysypację energii w sieci wentylacyjnej wyznacza się ze wzoru /4.1/ w sposób pokazany w tabelicy 11.1.

Wyznaczone w ten sposób suma dysypacji energii oraz wydatki powietrza służą do doboru stacji wentylatorów głównych.

Jak wynika z obliczeń zamieszczonych w tabelicy 11.1 dla rozpatrywanej sieci wymagane są 2 stacje wentylatorowe odpowiednio o parametrach punktów pracy:

$$\text{SW2 : } \Delta p_c = 900 \text{ kGm/m}^3$$

$$\dot{V}_{c1} = 660 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$\text{SW3 : } \Delta p_c = 800 \text{ kGm/m}^3$$

$$\dot{V}_{c2} = 660 \text{ m}^3/\text{s}$$

11.2. Obliczenie sieci wentylacyjnej z uwzględnieniem strat powietrza

Przystępując do projektowania sieci wentylacyjnej z uwzględnieniem strat powietrza, należy ustalić konieczne ilości powietrza w przodkach eksploatacyjnych i przygotowawczych oraz komo-

rach. Należy również podjąć decyzję co do rodzajów urządzeń wentylacyjnych i ich układów jakie będą stosowane w sieci wentylacyjnej.

Rozpatrywany tu przykład rozwiązano przy założeniu, że w sieci wentylacyjnej stosowane będą urządzenia wentylacyjne i ich układy takie, jak dotychczas stosowano w kopalniach LGOM.

Konieczne dla miejsc pracy załogi ilości powietrza wyznaczono w oparciu o wskaźnik ilości powietrza ze względu na moc silników spalinowych k_M . Maszyny bowiem z silnikami spalinowymi, stosowane w rejonach eksploatacyjnych i przygotowawczych, wywołują istotne zagrożenie ze strony gazów toksycznych.

Badania Cuprum [58] wykazały, że wskaźnik ilości powietrza ze względu na moc pracujących maszyn z silnikami spalinowymi powinien wynosić $k_M = 5 \text{ m}^3/\text{min}$ na KM dla warunków kopalń LGOM. Równocześnie badania te wykazały, że wydobyte, jakie uzyskuje się z mocy zainstalowanej 1 KM, wynosi 2,5 t/d w kopalniach LGOM.

Dla takich założeń obliczono ilośćⁱ powietrza konieczne w przodkach eksploatacyjnych i przygotowawczych $\dot{V}_m$ oraz w komorach $\dot{V}_{ko}$. Wyniki obliczeń podano w tablicy 11.2.

W tablicy 11.2 przedstawiono również wydatki powietrza $\dot{V}_p$ na początku prądów rejonowych obliczone według wzoru /6.23 c/.

Tablica 11.2

Rejon	$\dot{V}_m$		$\dot{V}_p$	
	m^3/min	m^3/s	m^3/s	m^3/s
X 1	1500	30,0	3000	50,0
X 2	1000	16,7	2100	35,0
X 3	1000	16,7	2100	35,0
G-1	7000	116,7	7000	116,7
G-2	7000	116,7	7900	132,2
G-5	5200	86,6	6000	100,0
G-6	5200	86,6	6000	100,0
komory SW5	3600	60,0	-	-
komory SW1	3000	50,0	-	-
komory SW3	1500	30,0	-	-

Wydatki powietrza na początku prądów grupowych powietrza świeżego w podsieci SW5-SW2 /rys.11.1 i 11.2/ obliczone zgodnie ze wzorem /8.9/ wynoszą odpowiednio:

bocznica 8-14 : $\dot{V}_{t1} = 120 m^3/s$, straty $\dot{V}_{st1} = 20 m^3/s$

bocznica 10-12: $\dot{V}_{t2} = 170 m^3/s$, straty $\dot{V}_{st2} = 30 m^3/s$

bocznica 5-10 : $\dot{V}_{t3} = 200 m^3/s$, straty $\dot{V}_{st3} = 30 m^3/s$

Wydatek powietrza w szybie wdechowym SW5 będący sumą wydatków powietrza na początku dróg transportowych i wydatków powietrza dla komór podszybia SW5 wyniesie

$$\dot{V}_{sw.5} = 170 + 200 + 60 = 430 m^3/s$$

Wydatek powietrza w szybie wydechowym SW2 wyniesie

$$\dot{V}_{sw2} = 430 + 50 + 50 = 530 m^3/s$$

Wydajność stacji wentylatorów głównych zlokalizowanej przy szybie SW2 przy założeniu, że straty zewnętrzne wyniosą 20 % wydajności tych wentylatorów, wyniesie

$$\dot{V}_{c1} = 1,25 \cdot 530 = 660 \text{ m}^3/\text{s}$$

Dla podsieci SW1-SW3 wydatki powietrza na początku prądów grupowych /rys. 11.1 i 11.2/ obliczone według wzoru /8.9/ wyniosą odpowiednio:

$$\text{bocznica 20-21: } \dot{V}_{t4} = 274 \text{ m}^3/\text{s}, \text{ straty } \dot{V}_{st4} = 40 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$\text{bocznica 36-37: } \dot{V}_{t5} = 90 \text{ m}^3/\text{s}, \text{ straty } \dot{V}_{st5} = 30 \text{ m}^3/\text{s}$$

Straty powietrza w połączeniach śluzowych między podszybiami SW1-SW2 według /9.8a/ wyniosą $\dot{V}_{sp} = 50 \text{ m}^3/\text{s}$.

Wówczas wydatek powietrza w szybie wdechowym SW1 wynosi

$$\dot{V}_{sw1} = 274 + 90 + 50 + 50 = 464 \text{ m}^3/\text{s}$$

Wydatek powietrza w szybie wydechowym SW3 /będący sumą wydatków powietrza zużytego z oddziałów G-1, G-2 oraz X 3 oraz komór podszybia SW3/ wyniesie

$$\dot{V}_{sw3} = 117 + 117 + 90 = 324 \text{ m}^3/\text{s}$$

Wydajność stacji wentylatorów głównych przy szybie SW3 dla założonych 20 % strat zewnętrznych wyniesie

$$\dot{V}_{c2} = 324 \cdot 1,25 = 405 \text{ m}^3/\text{s}$$

Jak widzimy, wydatki powietrza w podsieci SW5-SW2 są zbliżone do wydatków powietrza obliczonych w dotychczasowy sposób. Natomiast wydatek powietrza w podsieci SW1-SW3 odbiega znacznie od wydatku obliczonego w dotychczasowy sposób. Jest to wynikiem uwzględnienia strat powietrza między poszczególnymi podsieciami.

Po wyznaczeniu rozpływu powietrza w sieci wentylacyjnej z uwzględnieniem strat powietrza oblicza się następnie dysypacje energii w bocznicach sieci wentylacyjnej. Przy obliczaniu dysypacji energii w bocznicach uwzględniano również straty powietrza. Dysypacje te wyznaczano dla prądów powietrznych w rejonach przygotowawczych według wzoru /6.60/, a dla prądów powietrznych w wyrobiskach transportowych lub wentylacyjnych zgodnie ze wzorem /8.10/.

Wyniki tych obliczeń przedstawiono w tablicy 11.3. Opierając się na tych wynikach wyznaczono sumy dysypacji energii w niezależnych drogach sieci wentylacyjnej. Obliczenia te przedstawiono w tablicy 11.4. Spiętrzenia wentylatorów głównych ustalono, opierając się na sumie dysypacji energii w najtrudniejszej drodze niezależnej.

Wymagane parametry punktu pracy stacji wentylatorów przy szybie SW2 wynoszą:

$$\Delta p_{c1} = 647 \text{ kGm/m}^3 = 6347 \text{ Nm/m}^3$$
$$\dot{V}_{c1} = 660 \text{ m}^3/\text{s}$$

Natomiast parametry punktu pracy stacji wentylatorów przy szybie SW3 wynoszą:

$$\Delta p_{c2} = 405 \text{ kGm/m}^3 = 3973 \text{ Nm/m}^3$$
$$\dot{V}_{c2} = 405 \text{ m}^3/\text{s}$$

Jak z tego wynika, obliczenie sieci wentylacyjnej z uwzględnieniem strat powietrza, daje inne parametry punktów pracy wentylatorów. Do tak obliczonej sieci wentylacyjnej istnieje - w przeciwieństwie do sposobu dotychczas stosowanego - możliwość doboru wentylatorów, które są obecnie produkowane. Obliczenie sieci wentylacyjnej metodą dotychczasową wymagało

zastosowania wentylatorów o większych spiętrzeniach niż posiadają wentylatory obecnie produkowane.

Dla stacji wentylatorowej przy szybie SW2 wymagane parametry punktu pracy spełniają 2 wentylatory WPK-5,3, pracujące w połączeniu równoległym /trzeci rezerwowo/.

Dla podsieci związanej z szybami SW1-SW2 parametry punktu pracy stacji wentylatorów przy szybie SW3 spełnią 2 wentylatory WPK-3,9 pracujące w połączeniu równoległym.

Dla tak przyjętych stacji wentylatorowych obliczono według wzoru /10.15c/ opory zamknięć zrębów szybów wydechowych przy założeniu, że straty zewnętrzne powietrza są nie większe od 20 % wydajności wentylatorów. Opory te wynoszą odpowiednio:

$$\text{zręb szybu SW2 : } R_{sz} \geq 0,033 \text{ kGs}^2/\text{m}^8$$

$$\text{zręb szybu SW3 : } R_{sz} \geq 0,099 \text{ kGs}^2/\text{m}^8$$

Przeprowadzone w powyższym przykładzie obliczenia sieci wentylacyjnej z uwzględnieniem strat powietrza pozwala zagwarantować, że do przodków roboczych doprowadzona zostanie ilość powietrza, która jest niezbędna dla uzyskania prawidłowych warunków pracy.

12. W n i o s k i

1. Dotychczas zwiększano intensywność przewietrzania kopalń LGOM, stosując w zasadzie ekstensywną gospodarkę powietrzem, polegającą na doprowadzeniu do kopalń coraz to większych ilości powietrza przy równoczesnym występowaniu dużych jego strat wewnętrznych, jak i zewnętrznych.

2. Duże straty powietrza są zasadniczą przyczyną tego, że w miarę wzrostu głębokości eksploatacyjnej prowadzenie ekstensywnej gospodarki powietrzem w kopalniach LGOM nie zapewni żądanej intensywności przewietrzania frontu eksploatacyjnego i innych miejsc pracy załóg górniczych. Stąd też niezbędne jest przechodzenie w kopalniach LGOM do intensywnej gospodarki powietrzem polegającym na zwiększeniu intensywności przewietrzania przy wykorzystaniu rezerw ilości powietrza ukrytych w stratach wewnętrznych, jak i zewnętrznych.

3. Wyniki badań strat powietrza przeprowadzonych w kopalni Polkowice opracowano metodami statystyki matematycznej. Uzyskano zależności pozwalające wyznaczyć zmiany wydatków grupowych i rejonowych prądów powietrznych. Zmieniając wartości liczbowe strat powietrza występujących w tych zależnościach, możemy już w fazie projektowania analizować wpływ strat powietrza na intensywność przewietrzania, co z kolei pozwala dobierać środki dla zmniejszenia strat powietrza.

4. Opracowano wzory pozwalające obliczać opory zastępcze i dysypacje energii w bocznicach sieci wentylacyjnych z uwzględnieniem strat powietrza, co umożliwia już w fazie projektowania wentylacji kopalń brać pod uwagę straty powietrza.

5. Wprowadzony w pracy współczynnik określający nieszczelności układu wyrobisk równoległych oraz kryteria jakości uszczelnienia stwarzają podstawę porównywania układów wyrobisk o różnych parametrach, i pozwalają dobierać opór uszczelnienia układu wyrobisk tak, aby straty powietrza nie przekraczały dopuszczalnych.

6. W pracy podano metodę pozwalającą wyznaczyć straty zewnętrzne powietrza i wymagane opory zamknięć zrębów szybów wydechowych w fazie projektowania nowych kopalń lub modernizacji istniejących kopalń. Metoda ta może mieć zastosowanie we wszystkich kopalniach, nie tylko w IGOM.

7. W pracy podano przykład projektowania wentylacji kopalni z uwzględnieniem strat powietrza. Z przykładu tego wynika, że intensywna gospodarka powietrzem ma istotne znaczenie dla dalszego zwiększenia intensywności przewietrzania kopalń IGOM.

S p i s l i t e r a t u r y

1. Abramow F.A., Mileticz A.F., Strejmann W.E.: Instrumentalnyje sredstwa i metody depressionnych sjemok szacht. Izd Nedra, Moskwa 1974
2. Alechiczew S.P.: O rezerwie wozyducha dla rowetriwania nagornogo rudnika z bolszoj piaszczadu zony obruszenia. Prowetriwanie karierow i rudnikow z bolszimi zonami obruszenia. Izd Nauka, Moskwa 1966
3. Aleksiejew W.L., Pawlowicz W.L., Aleksiejew W.B., Berdnik N.K.: Puti snizenia wentilacionnych zatrat pri stroitelstwie nowych gorizontow. Szochtnoje stroitelstwo 3/1971
4. Bodjagin M.N.: Rudnicznaja wentilacija. Izd Nedra, Moskwa 1967
5. Bodjagin M.N.: Prowetriwanie szacht. Gosgortechizdat, Moskwa 1961
6. Bogdanow G.G., Li Chi Un, I.S. Sosnowskij, Masiejew A.E.: Opredelenie potier wozyducha w wentilacionnych setiach. szacht Kuzbasa. Woprosy bezopasnosti w ugotnych szachtach. Izd. Kemerowo 1972
7. Bratczenko B.F., Chorin W.N.: Ugotnoja promyszlennost SSZA. Izd. Nedra, Moskwa 1971

8. Budryk W.: Wentylacja kopalń. WGH, Katowice 1961
9. Bystron H., Joron S., Lorek P.: Aspekty energetyczne przewietrzania kopalń - Materiały na konferencję naukowo techniczną pt. Gospodarka powietrzem sprężonym i aspekty energetyczne przewietrzania. SITG, Katowice 1963
10. Bystron H., Wojtyczka A., Wawrowski E.: Metoda obliczania i regulowania kopalnianych lutniociągów nierozgałęzionych. Komunikat GIG nr 409, Katowice 1967
11. Bystron H.: Podstawy schematu potencjalnego kopalnianej sieci wentylacyjnej. Komunikat GIG nr 471, Katowice 1969
12. Bystron H., Strumiński A.: Intensywność przewietrzania wyrobisk górniczych. Komunikat GIG nr 540, Katowice 1971
13. Coj S., Rogow I.I.: Osnovy teorii wentilacionnykh setiej. Izd. Nauka, Ałma-Ata 1965
14. Franesik K., Dariola Z., Brudecki B.: Przyszłościowe technologie wydobywania rud. Cuprum 1/1974
15. Freund I.: Podstawy nowoczesnej statystyki. PWE, Warszawa 1971
16. Frycz A., Sułkowski J.: Zagadnienie strat powietrza w sieciach wentylacyjnych. Materiały na konferencję naukowo-techniczną pt. Rola wentylacji w nowoczesnym górnictwie. Katowice 1966 SITG.

17. Frycz A.: Wpływ intensyfikacji wydobycia na warunki przewietrzania kopalń LGOM. Cuprum 3/1972
18. Frycz A., Biernacki K.: Zastosowanie wentylatorów swobodnych do regulacji wydatków powietrza. Przegląd Górniczy 11/1972
19. Frycz A., Sienkiewicz H., Sułkowski J.: Problemy wentylacji głębokich kopalń rud miedzi. Międzynarodowe Sympozjum Naukowo-Techniczne. Najnowsze technologie w górnictwie i hutnictwie miedzi oraz ochrona środowiska. Wrocław 1973
20. Greni : Statystyka matematyczna modele i zadania PWN, Warszawa 1974
21. Gumieniuk T.: Raszczet i wybor podziemnego wspomagatelного wentilatora dla raboty bez peremyczki. Gornyj Zhurnal IWUZ 12/1961
22. Hinsley F.B.: Design of ventilation system of new mines. Materiały z prac Państwowej Rady Górnictwa nr 13
23. Iljenok W.A.: Prowetriwanie podgotowitelnych wyrabotok bolszoj dliny. Gosgortechizdat, Moskwa 1962
24. Jarcew W.A., Diakow W.W., Matrosow A.F.: Powyższenie efektiwnosti prowetriwania kamier bolszogo objema s primenieniem wspomagatelnych wentilatorow. Gornyj Zhurnal IWUZ 9/1970

25. Jarcew W.A., Diakow W.W., Matrosow A.F.: Wybor optimalnych parametrov pri proветриwani kamier bolszego objema s primenieniem wspomagatelnych wentilatorow. Górnij Żurnał IWUZ 11/1970
26. Komarow W.B., Kilkiev S.Ch.: Rudnicznaja wentilacija. Izd. Nedra, Moskwa 1969
27. Krasnodębski R.: Proste nomogramy. PZWS, Warszawa 1960
28. Krawiec W.I., Seliedow W.F., Orlenko A.T.: Powyższenie efektywnosti raboty wentilatorów głównego proветриwania na szachtach Iwowsko-Wołyńskiego Bassena. Ugol Ukrainy 6/1974
29. Krupiński B.: Zasady projektowania kopalń Cz.I. Śląsk, Katowice 1963
30. Krzanowski S., Suchan S., Wacławik J., Zabierkowski J.: Model przyszłościowej kopalni miedzi. Międzynarodowe Sympozjum Naukowo-Techniczne."Najnowsze technologie w górnictwie i hutnictwie miedzi oraz ochrona środowiska" Wrocław 1973
31. Lorek P., Markefka P.: Zagadnienie strat powietrza w sieciach wentylacyjnych. Materiały na konferencję naukowo-techniczną pt. Rola wentylacji w nowoczesnym górnictwie. Katowice 1966 SITG
32. Ługowski S.I.: Wentilacija szacht i karierow. Izd.Nedra, Moskwa 1964

33. Ługowski S.I., Szkuta E., Oszmianskij I.B., Nemczenko A.A.: Sowerszenstwowanie rozrabotki i wentilacji rudnikowa. Izd. Nedra, Moskwa 1968
34. Macura A.: Zastosowanie modelu analogowego GIG-2 do obliczania sieci wentylacyjnych. Komunikat GIG nr 341, Katowice 1964
35. Madeja A., Strumiński A.: Współczynniki oporu wyrobisk górniczych w obudowie kotwionej. Komunikat GIG nr 598, Katowice 1973
36. Miasnikow A.A., Patruszew M.A.: Osnovy projektowania wentilacji ugotnych szacht. Izd. Nedra, Moskwa 1971
37. Miedwiediew U.U., Mochiriew N.N.: Raszczet wentilacionnych schiem z wspomagatelnyimi wentilatorami rabotajuszczimi bez peremyczki. Gornyj Żurnal IWUZ 9/1970
38. Miedwiediew U.U., Mochiriew N.N.: Nektoryje woprosy modelirowania raboty wentilatora eżektora. Gornyj Żurnal IWUZ 6/1971
39. Mileticz A.F.: Opredelenie utieczek wozducha czerez wyrobotanoje prostranstwo. Gornyj Żurnal IWUZ 11/1963
40. Mileticz A.F.: Uteczki wozducha i ich raszczet pri prowe-triwani szacht. Izd. Nedra, Moskwa 1968

41. Mustiel P.I.: Rudnicznaja aerologia. Izd. Nedra, Moskwa 1970
42. Nędza Z., Rosiek F.: Wentylacja kopalń cz. I. Politechnika Wrocławska 1975
43. Pak W.W., Iwanow S.K., Wereszczagin W.P.: Szachtnyje wentylacjonnyje ustanowki miestnogo proветриwania. Izd. Nedra, Moskwa 1974
44. Patruszew M.A.: Poteri wozducha w paralelnych wyrobotkach. Ugol Ukrainy 8/1957
45. Patruszew M.A., Karnauch N.N.: Osobiennosti projektirowania wentilacji rekonstrujemych gazobilnych szacht. Razrabotka Poleznych Iskopajemych "Rudniczneja wentilacija i technika bezopasnosti". Izd. Technika Kijew 1973 nr 34
46. Piljuk W.A.: Isledowanie wozdusznych zawies dla umienschienia utieczek wozducha na lesowoznyh i razminowocznyh sbojkach Gornyj Żurnał IWUZ 1/1974
47. Praca zbiorowa: Poradnik Górnika T.III. Wyd. Śląsk, Katowice 1974
48. Praca zbiorowa: Matematyka. Poradnik Inżyniera. WNT, Warszawa 1971

49. Praca zbiorowa: Badanie i opracowanie modelu matematycznego przepływu powietrza w wyrobiskach rejonu eksploatacyjnego kopalni. Politechnika Śląska Instytut Techniki Eksploatacji Złóż, Gliwice 1972 /nie publikowana/
50. Praca zbiorowa: Etapowa analiza wentylacji kopalni Lubin, P Polkowice i Rudna. Dokumentacja GIG / nie publikowane/
51. Praca zbiorowa: Badanie i analiza systemu przewietrzania kopalni Lubin. Wnioski i zalecenia. Dokumentacja GIG, Katowice 1972 / nie publikowane/
52. Praca zbiorowa: Opracowanie kumulacyjnych schematów potencjalnych kopalni Lubin i Polkowice. Dokumentacja GIG. Katowice 1971 / nie publikowane/
53. Praca zbiorowa: Ekspertyza współpracy wentylatorów podziemnych WOK-7 do poz 810 m i WOK-4 do poz. 850 m z wentylatorami przy szybie P II kopalni Polkowice i określenie bezpieczeństwa pożarowego sieci wentylacyjnej. SITG - Zespół Rzeczoznawców, Katowice 1974 /nie publikowane/
54. Praca zbiorowa: Analiza ilościowa strat zewnętrznych i wewnętrznych powietrza oraz ustalenie rzeczywistego wskaźnika ilości powietrza na tonę/dobę dla oddziałów i pól eksploatacyjnych kopalni Polkowice. Instytut Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1972 /nie publikowane/

55. Praca zbiorowa: Zbadanie rozplywu powietrza w sieci wentylacyjnej kopalni Polkowice z uwzględnieniem strat powietrza oraz wykonanie ilościowych schematów przewietrzania dla rejonów głównego, wschodniego i zachodniego. Instytut Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1974 / nie publikowane/
56. Praca zbiorowa: Analiza strat zewnętrznych i wewnętrznych powietrza w sieci wentylacyjnej ZG Lubin. Instytut Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1974 /nie publikowane/
57. Praca zbiorowa: Pożary podziemne, Biuro Wydawnictw Technicznych CZPW, Katowice 1947
58. Praca zbiorowa: Projekt koncepcyjny przewietrzania głębokich kopalń. ZB i PM Cuprum, Wrocław 1975 /nie publikowane/
59. Przepisy Technicznej Eksploatacji Kopalń Rud i Surowców Mineralnych. WGH, Katowice 1959
60. Roman J.: K problematynie veternych strat na rudnych baniach. Rudy 8/1967r.
61. Roszczynialski W., Wacławik J.: Obliczenia i pomiary w aerologii górniczej. AGH, Kraków 1974
62. Rosiek F.: Rozkład dysypacji mocy w sieciach wentylacyjnych. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej

63. Ryncarz T., Waclawik J.: Optymalna struktura sieci wentylacyjnej głębokiej kopalni rud miedzi w LGOM. Sympozjum Naukowe - Przewietrzanie głębokich kopalń, Lubin 1974
64. Salomon A., Gola K., Rusin B.: Nowe metody przewietrzania kopalń rud miedzi. Sympozjum Naukowe - Przewietrzanie głębokich kopalń, Lubin 1974
65. Skocziński A.A., Komarow W.B.: Rudnicznaja wentilacija. Ugletechizdat, Moskwa 1959
66. Spiwak W.A., Kowaliewskaja W.I.: O sniżeni weliczin utieczek wożducha w wentilacionnyh ustanowkach. Ugol 3/1972
67. Strumiński A.: Metoda kompleksowego wyznaczania oporów bocznie kopalnianej sieci wentylacyjnej. Komunikat Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1975
68. Strzemiński J.: Wpływ sposobu rozmieszczenia wentylatorów na ilość powietrza przepływającego lutiociągim w świetle badań teoretycznych i doświadczalnych. Zeszyty Problemowe Górnictwa, Tom 12 Zeszyt 2, PWN, Warszawa, Kraków 1974
69. Szaszmurin J.A.: Filtracionnyje utieczki wożducha. Izd. Nauka, Leningrad 1970
70. Szepielew S.F.: Sowriemiennyj kompleks rudnicznych wożducho regulurijuszczich ustrojstw. Izd. Nauka, Ałma-Ata 1971

71. Szydłowski H.: Teoria pomiarów. PWN, Warszawa 1974
72. Sysojew W.P.: Snizenie utieczek wozducha wentilacjonnych ustanowok glawnogo rowetriwania. Ugol Ukrainy 1/1972
73. Tatomir K.I., Andrejew I.M.: Wlianie utieczek wozducha na wybor schemy razrabotki szachtnych polej. AN USRR - Trudy Instituta Gornogo Deła No 13.
Woprosy gornogo deła, Kijew 1963
74. Woronin W.N.: Osnovy rudnicznoj aerogazodinamiki.
Ugletechizdat 1951
75. Wremiennaja instrukcja po rasczetu koliczestwa wozducha nieobchodimogo dla rowetriwania ugodnych szacht.
Ministerstwo Ugolnoj Promyszlennosti SSSR, Izd. Nedra, Moskwa 1966.

		1	2	3	4	5	6	7	8	9
	* N *	D N P R N T A N								
		0810								
	Rezpocz. pr.	Zakończ. pr.		Opubl. pr.		Instytut		Nr tematu		
	0972	0876				I11				
Nr zlecenia		Nr archiwalny								
		I 11/K-143 / 76 *								
Symbol UKD										
622.45		Prowadzenie powietrza szybami i innymi wyrobiskami kopalnianymi							76:Inst. Gór. P. Wr. MNSzWiT	
		pol.								

Opis bibliograficzny

Sikora Marek

Badanie strat powietrza w ZG Polkowice w aspekcie intensyfikacji przewietrzania kopalń LGOM.

178 s., 60 rys., 48 tabl., bibliogr.
75 poz./maszyn.powiel./

Rozprawa doktorska

Politechnika Wrocławska Instytut Górnicztwa.

Promotor Prof.dr hab.inż.Henryk Bystron.

Charakter pracy: stosowana na prawach
Materiały odpłatne A Rozpowszechnienie Rękopisu

Analiza dokumentacyjna
<D

Przedstawiono dotychczasowe badania obce nad stratami powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych. Na podstawie badań własnych strat powietrza w kopalni Polkowice wyprowadzono zależności pozwalające obliczać wydatki prądów powietrznych i dysypacje energii w bocznicach sieci wentylacyjnych z uwzględnieniem strat powietrza. Wprowadzono pojęcie współczynnika charakteryzującego nieszczelności układu wyrobisk równoległych. Opracowano metodę wyznaczania strat zewnętrznych powietrza i oporów zamknięcia zrębów szybów wydechowych. W oparciu o wyprowadzone zależności wykonano przykład projektowania wentylacji kopalń z uwzględnieniem strat powietrza.

Imię i Nazwisko autora analizy

MAREK SIKORA

Słowa kluczowe
<S

Przewietrzanie kopalń, straty powietrza

**0480*00* 005577

<A _____ * B _____ * C _____ * D _____

* E _____ * F _____ * G _____ * H _____

Tylko PRL	CINTE	APW	Podpis red.	Podpis asyst. d/s badn.	Potwierdzenie przyjęcia poprawki.	Potwierdzenie przyjęcia karty w Oddziale Doku- mentacji.
tak	tak	nie				
Wpisać TAK lub NIE						



C₃

Na prawach rękopisu

I N S T Y T U T G ò R N I C T W A
P O L I T E C H N I K I W R O C Ł A W S K I E J
K o m u n i k a t N r 1 4 3

"BADANIE STRAT POWIETRZA W ZG
POLKOWICE W ASPEKcie INTENSIFY-
KACJI PRZEWIETRZANIA KOPALN
LGOM"

II

Marek SIKORA

Słowa kluczowe:

przewietrzanie kopalń, straty powietrza

Wrocław, 1976

Nr 3295

POLITECHNIKA WROCŁAWSKA

Instytut Górnictwa

mgr inż. Marek Sikora

BADANIE STRAT POWIETRZA W ZG POLKOWICE W ASPEKCIE
INTENSYFIKACJI PRZEWIETRZANIA KOPALN. LGOM
/ TABLICE I RYSUNKI /

Praca doktorska

Promotor:

Prof. dr hab. inż. Henryk Bystroń

Wrocław, 1976 rok

S p i s t a b l i c

- Tablica 4.1. Opory pełnych tam wentylacyjnych*
- Tablica 4.2. Współczynniki przepuszczalności pełnych tam wentylacyjnych*
- Tablica 4.3. Opór fikcyjny pełnych tam wentylacyjnych*
- Tablica 4.4. Procentowe straty powietrza przez pełną tamę wentylacyjną [23]*
- Tablica 4.5. Procentowe straty powietrza przez pełną tamę wentylacyjną [41]*
- Tablica 4.6. Współczynniki przepuszczalności dla tam wentylacyjnych z drzwiami*
- Tablica 4.7. Dopuszczalne ucieczki powietrza przez pełną tamę wentylacyjną*
- Tablica 4.8. Dopuszczalne straty powietrza przez tamę wentylacyjną z drzwiami
- Tablica 4.9. Dopuszczalne straty zewnętrzne powietrza*
- Tablica 5.1. Wykorzystanie powietrza w ZG Polkowice w II kwartale 1972r.
- Tablica 5.2. Wykorzystanie powietrza w ZG Polkowice w IV kwartale 1972r.
- Tablica 5.3. Wykorzystanie powietrza w ZG Polkowice w I kwartale 1974r.
- Tablica 5.4. Wykorzystanie powietrza w ZG Polkowice w III kwartale 1974r.
- Tablica 5.5. Średnie wskaźniki rozdziału powietrza
- Tablica 5.6. Straty powietrza w oddziałach kopalni Polkowice
- Tablica 5.7. Straty powietrza w głównych drogach powietrza świeżego w stosunku do ilości powietrza świeżego płynącej szybami

- Tablica 5.8. Straty zewnętrzne powietrza w kopalni Polkowice
- Tablica 6.1. Wyniki pomiarów wydatków powietrza i długości drogi przebytej przez powietrze w oddziałach przygotowawczych bez wentylatorów swobodnych
- Tablica 6.2. Straty powietrza w oddziałach przygotowawczych kopalni Polkowice
- Tablica 6.3. Zestawienie danych wyjściowych do opracowania zależności /6.19/
- Tablica 6.4. Zestawienie danych wyjściowych do opracowania zależności /6.23/
- Tablica 6.5. Wydatki powietrza obliczone według zależności empirycznej /6.23c/ oraz zależności /6.47/, /6.52a/ i /6.56/
- Tablica 6.6. Wartości współczynnika zmian oporu zastępczego i oporów zastępczych dla trzech przypadków zmian wydatku powietrza
- Tablica 6.7. Wartości wydatków powietrza i ucieczek powietrza przez tamy w układzie wyrobisk równoległych dla trzech rozpatrywanych przypadków
- Tablica 6.8. Wartości współczynnika zmian oporu kolejnych tam i oporów kolejnych tam dla trzech przypadków zmian wydatku powietrza
- Tablica 6.9. Wartości współczynników z , $z/\sqrt{1-p^2}$, z/p^2
- Tablica 6.10. Wartości dysypacji energii l_{fv} , oporów zastępczych R_{ec} oraz oporów R_m i R_u dla trzech przypadków zmian wydatku powietrza w układzie wyrobisk równoległych

- Tablica 6.11. Wartości dysypacji energii l_{fv} w układzie wyrobisk równoległych obliczone ze wzorów: Woronina Mileticza i wyprowadzonego w pracy doktorskiej
- Tablica 6.12. Wartości współczynnika k_w dla typowych wyrobisk w kopalniach LGOM
- Tablica 6.13. Wartości współczynnika k_s dla zmian wydatku zgodnych z postępem arytmetycznym
- Tablica 6.14. Wartości współczynnika k_s dla zmian wydatku zgodnych z postępem geometrycznym
- Tablica 6.15. Wartości współczynnika k_s dla zmian wydatku zgodnych ze średnią z postępów
- Tablica 6.16. Wartości współczynnika k_s dla trzech rozpatrywanych przypadków w zależności od wartości strat i długości drogi /ilości przecinek/
- Tablica 6.17. Wartości współczynnika k_s i jakość uszczelnienia badanych układów wyrobisk równoległych /rejonów/ w kopalni Polkowice
- Tablica 6.18. Wartości współczynnika k_s , η oraz p dla różnych jakości uszczelnienia
- Tablica 7.1. Wyniki pomiarów wydatków powietrza i długości drogi przebytej przez powietrze w oddziałach z wentylatorami swobodnymi
- Tablica 7.2. Wartości wydatków powietrza $\dot{V}_p$, $\dot{V}_w$ i $\dot{V}_m$ oraz długości L_o , L_w , L_c w oddziałach z wentylatorami swobodnymi
- Tablica 7.3. Wartości wydatków powietrza uciekającego i recyrkulującego w oddziałach z wentylatorami swobodnymi

- Tablica 7.4. Wartości współczynników p_1 , p_2 oraz r
- Tablica 7.5. Wartości współczynników p_1 , p_2 oraz r określone przez przedziały ufności średniej*
- Tablica 8.1. Wyniki pomiarów i obliczeń wydatków powietrza, ilości tam oraz gradientu wydatku powietrza i wskaźnika ilości tam w chodnikach transportowych kopalni Polkowice
- Tablica 9.1. Wartości strat powietrza na podszybiach kopalni Polkowice
- Tablica 9.2. Ilość słuz wentylacyjnych na podszybiach kopalni Polkowice
- Tablica 10.1. Wartości współczynników określających charakterystyki spiętrzenia wentylatorów stosowanych w LGOM
- Tablica 10.2. Opory kanałów wentylacyjnych i opory zamknięcia zrębów szymbów wentylacyjnych w kopalni Polkowice
- Tablica 11.1. Obliczenia dysypacji energii i parametrów punktów pracy stacji wentylatorowych projektowanej sieci wentylacyjnej sposobem stosowanym dotychczas
- Tablica 11.2. Wartości wydatków powietrza w przodkach eksploatacyjnych i przygotowawczych oraz komorach i wydatki powietrza na początku prądów rejonowych projektowanej sieci wentylacyjnej*
- Tablica 11.3. Przekroje poprzeczne, długości wyrobisk, opory, wydatki powietrza i dysypacje energii w bocznicach projektowanej sieci wentylacyjnej
- Tablica 11.4. Dysypacje energii w drogach niezależnych od projektowanej sieci wentylacyjnej

* - Tablice zamieszczone w I części pracy

S p i s r y s u n k ó w

- Rys. 2.1. Przewietrzanie równoległych wyrobisk przygotowawczych *
- Rys. 2.2. Dwuetapowy system filarowo-komorowy *
- Rys. 2.3. Dwuetapowy system filarowo-komorowy ze zmianą układu przewietrzania*
- Rys. 2.4. Jednoetapowy system filarowo-komorowy *
- Rys. 4.1. Pomiar pośredni strat powietrza przez służbę wentylacyjną *
- Rys. 4.2. Zależność współczynnika przepuszczalności od oporu tamy *
- Rys. 4.3. Miejsca występowania strat zewnętrznych powietrza *
- Rys. 4.4. Sieć wentylacyjna kopalni o bliźniaczym usytuowaniu szybów i jednym poziomie eksploatacyjnym *
- Rys. 4.5. Sieć wentylacyjna kopalni o bliźniaczym usytuowaniu szybów z samodzielnym poziomem wentylacyjnym *
- Rys. 4.6. Sieć wentylacyjna kopalni o peryferyjnym /przekątnym/ usytuowaniu szybów *
- Rys. 5.1. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PW w II kwartale 1972 roku
- Rys. 5.2. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PG w II kwartale 1972 roku
- Rys. 5.3. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PZ w II kwartale 1972 roku
- Rys. 5.4. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w sieci ZG Polkowice w II kwartale 1972 roku
- Rys. 5.5. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PW w IV kwartale 1972 roku

- Rys. 5.6. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PG w IV kwartale 1972 roku
- Rys. 5.7. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PZ w IV kwartale 1972 roku
- Rys. 5.8. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w sieci ZG Polkowice w IV kwartale 1972 roku
- Rys. 5.9. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PW w I kwartale 1974 roku
- Rys. 5.10. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PG w I kwartale 1974 roku
- Rys. 5.11. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PZ w I kwartale 1974 roku
- Rys. 5.12. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci ZG Polkowice w I kwartale 1974 roku
- Rys. 5.13. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PW w III kwartale 1974 roku
- Rys. 5.14. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PG w III kwartale 1974 roku
- Rys. 5.15. Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w podsieci PZ w III kwartale 1974 roku
- Rys. 5.16 Wykres Sankey'a rozdziału powietrza w sieci ZG Polkowice w III kwartale 1974 roku
- Rys.5.17. Wykres Sankey'a średniego rozdziału powietrza w sieci wentylacyjnej ZG Polkowice
- Rys. 6.1. Nomogram do wyznaczania wydatku powietrza w dowolnym przekroju prądu rejonowego /wzór 6.19c/
- Rys. 6.2. Wykres zmian wydatku powietrza wzdłuż drogi w prądzie rejonowym /wzór 6.19 c/
- Rys.6. 3. Wykres zmian wydatku powietrza wzdłuż drogi w prądzie rejonowym /wzór 6.23 c/

- Rys. 6.4. Nomogram do wyznaczania wydatku powietrza w dowolnym przekroju prądu rejonowego /wzór 6.23c/
- Rys. 6.5. Model układu wyrobisk równoległych^{*}
- Rys. 6.6. Schemat kanoniczny modelu układu wyrobisk równoległych^{*}
- Rys. 6.7. Obliczeniowy schemat kanoniczny modelu układu wyrobisk równoległych^{*}
- Rys. 6.8. Ostatnie oczko modelu układu wyrobisk równoległych^{*}
- Rys. 6.9. Drugie oczko modelu układu wyrobisk równoległych^{*}
- Rys. 6.10. Trzecie oczko modelu układu wyrobisk równoległych^{*}
- Rys. 6.11. Wykres zmian wydatku powietrza w układzie wyrobisk równoległych dla rozpatrywanych przypadków
- Rys. 6.12. Wykres zmian współczynnika "z" z zależności od względnych strat powietrza p
- Rys. 6.13. Wykres zmian oporu kolejnych tam dla postępu arytmetycznego
- Rys. 6.14. Wykres zmian oporu kolejnych tam dla postępu geometrycznego
- Rys. 6.15. Wykres zmian oporu kolejnych tam dla średniej z postępów
- Rys. 6.16. Uproszczony model układu wyrobisk równoległych^{*}
- Rys. 6.17. Wykres zmian oporu zastępczego /całkowitego/, oporu bocznicy przez którą płynie wydatek $\dot{V}_m$ oraz oporu uszczelnienia
- Rys. 6.18. Wykres zmian dysypacji energii w układzie wyrobisk równoległych w zależności od strat powietrza w tym układzie
- Rys. 6.19. Wykres zależności współczynnika charakteryzującego nieszczelności układu k_s od strat powietrza dla

ilości przecinek $m=30$

Rys. 6.20. Wykres zależności współczynnika charakteryzującego nieszczelności układu k_s od strat powietrza dla ilości przecinek $m = 20$

Rys. 6.21. Wykres zależności współczynnika charakteryzującego nieszczelności układu k_s od strat powietrza dla ilości przecinek $m = 10$

Rys. 6.22. Wykres zależności współczynnika k_s od długości drogi / ilości przecinek/ i strat powietrza na tej drodze

Rys. 6.23. Wykres zależności współczynnika k_s od strat powietrza / postęp arytmetyczny/

Rys. 6.24. Wykres zależności współczynnika k_s od strat powietrza / postęp geometryczny/

Rys. 6.25. Wykres zależności współczynnika k_s od strat powietrza / średnia z postępów/

Rys. 7.1. Model układu sieci rejonowej ze stratami powietrza^x

Rys. 7.2. Model układu sieci rejonowej z recyrkulacją wymuszoną^x

Rys. 7.3. Model układu sieci rejonowej z recyrkulacją wzbu-
dzoną^x

Rys. 7.4. Model układu sieci rejonowej z recyrkulacją wzbu-
dzoną i stratami powietrza^x

Rys. 8.1. Nomogram do wyznaczania różnicy wydatków powietrza w wyrobiskach transportowych

Rys. 9.1. Wykres zmian ucieczek powietrza w zależności od ilości kolejno wykonywanych tam w szluzach wentylacyjnych^x

Rys. 10.1. Schemat obliczeniowy do wyznaczania strat zewnętrznych powietrza^x

Rys. 10.2. Uproszczony schemat kanoniczny sieci wentylacyjnej^x

Rys. 10.3. Charakterystyka wentylatora i charakterystyka sieci wentylacyjnej^x

Rys. 10.4. Charakterystyki katalogowe i charakterystyki uzyskane z zależności $l_{fv} = l_{vo} - R_b \dot{V}^2$ dla wentylatorów stosowanych w kopalni Polkowice

Rys. 11.1. Schemat przestrzenny projektowanej sieci wentylacyjnej^x

Rys. 11.2. Schemat kanoniczny projektowanej sieci wentylacyjnej^x

^x - Rysunki zamieszczone w I części pracy

Tablica 5.1. Wykorzystanie powietrza w ZG Polkowice w II kwartale 1974 roku

Podsieć	$\dot{V}_{nc}$	r	$\dot{V}_{nsz}$	r_{sz}	$\dot{V}_{nsg}$	r_{sg}	$\dot{V}_{nko}$	r_{ko}	$\dot{V}_{nsr}$	r_{sr}	$\dot{V}_{nm}$	r_m	$\dot{V}_{nd}$	r_d
	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%
PW	206,67	100	21,67	8,15	16,67	6,25	23,33	8,75	60,0	22,50	86,67	32,5	58,33	21,85
PG	360,0	100	93,33	25,95	30,0	8,30	25,0	6,95	88,33	24,55	71,67	19,90	51,67	14,35
PZ	210,0	100	76,67	36,55	9,0	4,29	6,33	3,02	71,67	34,06	43,33	20,65	3,00	1,4
ZG	836,67	100	191,67	22,95	55,67	6,65	54,67	6,53	220,0	26,25	201,67	24,12	113,0	13,5

Tablica 5.2. Wykorzystanie powietrza w ZG Polkowice w IV kwartale 1972 roku

Pod- sieć	$\dot{V}_{nc}$	r	$\dot{V}_{nsz}$	r_{sz}	$\dot{V}_{nsg}$	r_{sg}	$\dot{V}_{nko}$	r_{ko}	$\dot{V}_{nsr}$	r_{sr}	$\dot{V}_{nm}$	r_m	$\dot{V}_{nd}$	r_d
	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%
PW	300	100	60,0	20,11	35,0	11,67	20,0	6,67	75,0	25,0	61,67	20,55	48,33	16,0
PG	330	100	73,33	22,02	51,67	15,66	21,67	6,57	76,67	23,23	36,67	11,11	70,0	21,21
PZ	210	100	75,0	35,71	21,67	10,32	6,67	3,17	35,0	16,67	38,33	18,26	33,33	15,87
ZG	840	100	208,33	24,8	108,33	12,90	48,33	5,75	186,67	22,22	136,67	16,27	151,67	18,06

Tablica 5.3. Wykorzystanie powietrza w ZG Polkowice w I kwartale 1974 roku

Podsieć	$\dot{V}_{nc}$ m ³ /s	r %	$\dot{V}_{nsz}$ m ³ /s	r _{sz} %	$\dot{V}_{nsg}$ m ³ /s	r _{sg} %	$\dot{V}_{nko}$ m ³ /s	r _{ko} %	$\dot{V}_{nsr}$ m ³ /s	r _{sr} %	$\dot{V}_{nm}$ m ³ /s	r _m %	$\dot{V}_{nd}$ m ³ /s	r _d %
PW	293,33	100	16,67	5,69	86,67	29,55	41,67	14,21	33,33	11,36	93,33	31,82	21,67	7,39
PG	383,33	100	118,33	30,87	116,67	30,43	45,0	11,74	41,67	10,87	50,0	13,04	11,67	3,05
PZ	328,33	100	101,67	30,96	85,0	25,89	16,67	5,08	55,0	16,75	58,33	17,77	11,67	3,55
ZG	1005,0	100	236,67	23,55	288,33	28,69	103,33	10,28	130,0	12,94	201,67	20,07	45,0	4,48

Tablica 5.4. Wykorzystanie powietrza w ZG Polkowice w III kwartale 1974 roku

Podsieć	$\dot{V}_{nsg}$	r	$\dot{V}_{nsz}$	r_{sz}	$\dot{V}_{nsg}$	r_{sg}	$\dot{V}_{nko}$	r_{ko}	$\dot{V}_{nsr}$	r_{sr}	$\dot{V}_{nm}$	r_m	$\dot{V}_{nd}$	r_d
	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%	m^3/s	%
PW	300,0	100	25,0	8,33	83,33	27,78	33,33	11,11	31,67	10,56	93,33	31,11	33,33	11,11
PG	355,83	100	69,17	19,44	78,33	22,01	53,33	14,99	15,83	4,45	71,67	20,14	67,5	18,97
PZ	333,33	100	66,67	20,1	71,67	21,4	16,67	5,0	81,67	24,5	86,67	26,0	10,0	3,0
ZG	989,17	100	160,83	16,26	233,33	23,59	103,33	10,45	129,17	13,06	215,67	24,44	110,83	11,20

Tablica 5.5. Średnie wskaźniki rozdziału powietrza

Wskaźnik Okres badań	r	r _{sz}	r _{sg}	r _{ko}	r _{sr}	r _m	r _d
	%	%	%	%	%	%	%
II kw.1972r.	100	22,95	6,65	6,53	26,25	24,12	13,5
IV kw.1972r.	100	24,80	12,90	5,75	22,22	16,27	18,06
I kw.1974r.	100	23,55	28,69	10,28	12,94	20,07	4,48
III kw.1974r.	100	16,26	23,59	10,45	13,06	25,44	11,20
Średnia dla ZG	100	22,0	18,0	8,0	19,0	21,0	12,0

Tablica 5.6. Straty powietrza w oddziałach kopalni Polkowice

Okres badań	Podsieć	$\dot{V}_{nś}$	$\dot{V}_{np}$	$\dot{V}_{nm}$	$\dot{V}_{sr}$	$\frac{\dot{V}_{sr}}{\dot{V}_p}$	$\frac{\dot{V}_{sr}}{\dot{V}_{nś}}$
		m ³ /s	m ³ /s	m ³ /s	m ³ /s	%	%
II kw.1972r.	PW		146,67	86,67	60,0	40,91	
	PG		160,0	71,67	88,33	55,21	
	PZ		115,0	43,33	71,67	76,81	
	ZG	526,67	421,67	201,67	220,0	52,17	41,77
IV kw.1972r.	PW		136,67	61,67	75,0	54,87	
	PG		113,34	36,67	76,67	67,65	
	PZ		73,33	38,33	35,0	47,73	
	ZG	574,0	323,34	136,67	186,67	57,73	32,52
I kw.1974r.	PW		126,66	93,33	33,33	26,31	
	PG		91,67	50,0	41,67	45,45	
	PZ		113,33	58,33	55,0	48,53	
	ZG	811,67	331,67	201,67	130,0	55,11	16,02
III kw.1974r.	PW		125,0	93,33	31,67	25,33	
	PG		87,5	71,67	15,83	18,09	
	PZ		168,34	86,67	81,67	48,51	
	ZG	748,33	344,84	215,67	129,17	37,46	16,28

Tablica 5.7. Straty powietrza w głównych drogach powietrza świeżego
w stosunku do ilości powietrza świeżego płynącej szybami

Podsieć Okres badań	PW		PG		PZ		ZG	
	m ³ /s	%	m ³ /s	%	m ³ /s	%	m ³ /s	%
II kw.1972r.	30,5	14,2	30,0	9,4	9,08	6,7	69,58	13,2
IV kw.1972r.	51,67	22,5	38,83	18,2	22,66	17,4	109,83	19,0
I kw.1974r.	116,67	38,0	86,67	34,4	85,0	33,5	288,33	35,5
III kw.1974r.	78,33	36,0	83,33	31,2	71,67	27,9	248,33	29,20

Tablica 5.8. Straty zewnętrzne powietrza w kopalni Polkowice

Okres badań \ Podsieć	PW		PG		PZ		ZG	
	m ³ /s	%	m ³ /s	%	m ³ /s	%	m ³ /s	%
II kw.1972r.	21,67	8,2	93,33	25,9	76,67	36,5	191,67	22,8
IV kw.1972r.	60,0	20,0	72,67	22,0	75,0	36,0	207,67	25,1
I kw.1974r.	16,67	5,7	119,17	31,1	101,67	30,9	237,5	24,3
III kw.1974r.	25,0	8,3	69,17	19,5	66,67	20,0	160,83	16,2

Tablica 6.1. Wyniki pomiarów wydatków powietrza i długości drogi przebytej przez powietrze w oddziałach przygotowawczych bez wentylatorów swobodnych

Lp	Oddział	L	$\dot{V}$	Lp	Oddział	L	$\dot{V}$
		m	m ³ /s			m	m ³ /s
1	R-1 II kw.1972r.	0	30,0	50	G-13 II kw.1972r.	0	20,0
2		100	28,67	51		60	16,67
3		220	28,17	52		120	15,0
4		420	24,5	53		200	14,5
5		570	23,67	54		340	12,17
6		720	22,17	55		460	10,17
7		870	21,17	56		560	8,17
8		1070	16,0	57		660	5,42
9		1220	15,0	58	G-12 II kw.1972r.	0	42,83
10		1370	14,5	59		160	40,17
11		1520	10,33	60		200	36,0
12		1620	4,5	61		240	32,67
13	R-2 II kw.1972r.	0	18,33	62		280	30,5
14		200	16,25	63		320	25,33
15		350	9,08	64	G-31 IV kw.1972r.	0	40,83
16		500	8,17	65		100	40,17
17		650	6,0	66		200	31,17
18		800	2,33	67		350	29,33
19	R-3 II kw.1972r.	0	36,67	68		550	28,33
20		80	33,33	69		725	28,33
21		180	28,0	70		875	27,17
22		280	24,0	71		925	27,0
23		370	23,33	72		1075	23,33
24		470	21,67	73		1200	21,67
25		610	19,17	74		1325	20,0
26				75		1450	19,17
27	G-33 II kw.1972r.	0	42,83	76		1550	18,67
28		160	39,5	77	G-13 IV kw.1972r.	0	21,33
29		200	38,33	78		20	21,17
30		250	35,42	79		50	20,5
31		300	34,58	80		110	20,0
32		400	31,33	81		290	18,42
33		480	29,33	82		410	17,67
34		570	27,16	83		660	8,17
35		660	16,17	84		710	7,5
36		750	10,0	85		760	7,17
37	G-25b II kw.1972r.	0	17,67	86	G-25a IV kw.1972r.	0	15,0
38		200	13,67	87		140	14,67
39		240	10,5	88		180	11,67
40		280	9,67	89		230	10,42
41		360	7,67	90		330	5,67
42		400	5,17	91		450	5,5
43		440	4,17	92		500	3,75
44		490	2,17	93	G-25b IV kw.1972r.	0	19,17
45	G-25a II kw.1972r.	0	17,5	94		60	18,5
46		160	15,33	95		110	16,17
47		260	12,92	96		150	11,17
48		360	12,5	97		210	11,0
49		460	12,0	98		360	10,17

c.d. tablicy 6.1.

Lp.	Oddział	L	$\dot{V}$
		m	m ³ /s
99	G-33 III kw.1973r.	0	24,17
100		80	21,33
101		140	19,67
102		170	17,25
103		200	17,25
104		260	14,67
105		290	10,67
106		320	2,83

Tablica 6.2. Straty powietrza w oddziałach przygotowawczych
kopalni Polkowice

Lp	$\dot{V}_p$ m ³ /s	$\dot{V}_m$ m ³ /s	$\dot{V}_s$ m ³ /s	m	$\dot{V}_{s1}$ m ³ /s
1	30,0	4,5	25,5	34	0,75
2	18,33	2,33	16,0	15	1,07
3	36,67	19,17	17,5	10	1,75
4	42,83	10,0	32,83	18	1,82
5	17,67	1,17	16,5	10	1,65
6	17,5	12,0	5,5	10	0,53
7	20,0	5,42	14,58	14	1,04
8	42,83	25,33	17,5	5	3,5
9	40,83	18,67	22,16	34	0,65
10	21,33	7,17	14,16	17	0,83
11	15,0	3,75	11,25	11	1,02
12	19,17	10,17	9,0	5	1,8
13	24,17	2,83	21,33	10	2,13

Tablica 6.3. Zestawienie danych wyjściowych do opracowania zależności /6.19/

Lp.	$x = \frac{L}{L_0}$	$y = \frac{\dot{V}}{\dot{V}_p}$	Lp.	$x = \frac{L}{L_0}$	$y = \frac{\dot{V}}{\dot{V}_p}$
1	0	1,0	50	0	1,0
2	0,06	0,956	51	0,090	0,830
3	0,135	0,940	52	0,180	0,750
4	0,260	0,820	53	0,395	0,725
5	0,350	0,790	54	0,515	0,610
6	0,445	0,740	55	0,695	0,510
7	0,540	0,706	56	0,850	0,410
8	0,660	0,530	57	1,0	0,270
9	0,753	0,500	58	0	1,0
10	0,845	0,480	59	0,500	0,940
11	0,940	0,340	60	0,625	0,840
12	1,0	0,150	61	0,750	0,760
13	0	1,0	62	0,875	0,712
14	0,250	0,886	63	1,0	0,590
15	0,440	0,495	64	0	1,0
16	0,625	0,445	65	0,065	0,980
17	0,810	0,330	66	0,130	0,760
18	1,0	0,130	67	0,225	0,720
19	0	1,0	68	0,355	0,710
20	0,130	0,910	69	0,470	0,695
21	0,295	0,760	70	0,565	0,665
22	0,460	0,655	71	0,595	0,660
23	0,605	0,635	72	0,695	0,570
24	0,770	0,590	73	0,775	0,530
25	1,0	0,520	74	0,855	0,490
26	0	1,0	75	0,935	0,470
27	0,210	0,920	76	1,0	0,455
28	0,265	0,895	77	0	1,0
29	0,330	0,825	78	0,025	0,990
30	0,400	0,805	79	0,065	0,960
31	0,530	0,730	80	0,145	0,940
32	0,640	0,685	81	0,380	0,860
33	0,760	0,630	82	0,540	0,830
34	0,850	0,380	83	0,870	0,380
35	1,0	0,230	84	0,930	0,350
36	0	1,0	85	1,0	0,335
37	0,370	0,775	86	0	1,0
38	0,445	0,595	87	0,280	0,970
39	0,520	0,550	88	0,360	0,780
40	0,670	0,435	89	0,560	0,695
41	0,740	0,290	90	0,660	0,380
42	0,815	0,235	91	0,90	0,365
43	0,910	0,120	92	1,0	0,250
44	1,0	0,065	93	0	1,0
45	0	1,0	94	0,230	0,965
46	0,350	0,760	95	0,425	0,740
47	0,565	0,740	96	0,440	0,580
48	0,760	0,715	97	0,810	0,375
49	1,0	0,685	98	1,0	0,330

c.d. tablicy 6.3.

Lp.	$x = \frac{L}{L_0}$	$y = \frac{\dot{V}}{\dot{V}_p}$
99	0	1,0
100	0,250	0,880
101	0,440	0,815
102	0,530	0,800
103	0,625	0,715
104	0,810	0,605
105	0,905	0,440
106	1,0	0,117
107	1,0	0,333

Tablica 6.4. Zestawienie danych wyjściowych do opracowania zależności /6.23/.

Lp.	x = L	$y = \frac{\dot{V}_P - \dot{V}}{\dot{V}_P}$	Lp.	x = L	$y = \frac{\dot{V}_P - \dot{V}}{\dot{V}_P}$
1	0	0	50	0	0
2	100	0,000444	51	60	0,16667
3	220	0,06111	52	120	0,25000
4	420	0,18333	53	260	0,27500
5	570	0,21111	54	340	0,39167
6	720	0,26111	55	460	0,44167
7	870	0,29444	56	560	0,59167
8	1070	0,46667	57	660	0,72917
9	1220	0,50000	58	0	0
10	1370	0,51667	59	160	0,06226
11	1520	0,65555	60	200	0,15953
12	1620	0,85000	61	240	0,23735
13	0	0	62	280	0,28794
14	200	0,11364	63	320	0,40856
15	350	0,50454	64	0	0
16	500	0,55454	65	100	0,01633
17	650	0,67272	66	200	0,23673
18	800	0,87223	67	350	0,28163
19	0	0	68	550	0,29184
20	80	0,09091	69	725	0,30612
21	180	0,23636	70	875	0,33469
22	280	0,34545	71	925	0,33877
23	370	0,36364	72	1075	0,42857
24	470	0,40309	73	1200	0,46939
25	610	0,47727	74	1325	0,51020
26	0	0	75	1450	0,53061
27	160	0,07782	76	1550	0,54286
28	200	0,10506	77	0	0
29	250	0,17315	78	20	0,00781
30	300	0,19261	79	50	0,03906
31	400	0,26848	80	110	0,06250
32	480	0,31517	81	290	0,13672
33	570	0,36576	82	410	0,17187
34	660	0,62257	83	660	0,61719
35	750	0,7665	84	710	0,64844
36	0	0	85	760	0,66406
37	200	0,22642	86	0	0
38	240	0,40566	87	140	0,02222
39	280	0,45283	88	180	0,22222
40	360	0,56604	89	280	0,30556
41	400	0,70755	90	330	0,62222
42	440	0,76415	91	450	0,63333
43	490	0,87736	92	500	0,75000
44	540	0,93396			
45	0	0			
46	160	0,23809			
47	260	0,26190			
48	360	0,28571			
49	460	0,31428			

c.d. tablicy 6.4.

Lp.	x = L	$y = \frac{V_p - V}{V_p}$
93	0	0
94	60	0,03478
95	110	0,26087
96	130	0,41739
97	210	0,42609
98	260	0,46956
99	0	0
100	80	0,11724
101	140	0,18621
102	170	0,20000
103	200	0,28621
104	260	0,39310
105	290	0,55862
106	320	0,88276

Tablica 6.5. Wydatki powietrza obliczone według zależności /6.23/ oraz zależności /6.47/, /6.52a/ i /6.56/

Lp	Długość L, m		50	100	150	200	250	300	350	400	450	500	550	600	650	700
	Zależność	Numer przeciętny n	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1	$\dot{V}_L = \dot{V}_p (1 - 0,002308L^{0,8239469})$		28,26	26,92	25,70	24,55	23,45	22,39	21,36	20,35	19,37	18,41	17,46	16,53	15,61	14,70
2	$\dot{V}_n = \dot{V}_p \left(1 - \frac{np}{m}\right)$		29,05	28,08	27,14	26,18	25,22	24,27	23,31	22,36	21,41	20,45	19,50	18,54	17,59	16,63
3	$\dot{V}_n = \dot{V}_p \left(1 - p\right)^{n/m}$		27,05	24,38	21,98	19,82	17,87	16,11	14,53	13,10	11,81	10,64	9,60	8,65	7,80	7,03
4	$\dot{V}_n = \frac{\dot{V}_p}{4} \left[3 \left(1 - \frac{np}{m}\right) + \left(1 - p\right)^{n/m}\right]$		28,55	27,17	25,86	24,60	23,39	22,24	21,12	20,05	19,02	19,01	17,03	16,08	15,15	14,24
5	$ \Delta \dot{V} = \dot{V}_{n4} - \dot{V}_L$		0,29	0,25	0,17	0,05	0,06	0,15	0,24	0,30	0,35	0,40	0,43	0,45	0,46	0,46

$$\dot{V}_p = 30 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$\dot{V}_m = 1,35 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$p = 0,955$$

$$m = 30$$

$$L = 1500 \text{ m}$$

cd. tablicy 6.5

750	800	850	900	950	1000	1050	1100	1150	1200	1250	1300	1350	1400	1450	1500
15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
15,81	12,93	12,05	11,19	10,33	9,48	8,64	7,80	6,97	6,15	5,34	4,53	3,72	2,92	2,13	1,35
15,68	14,72	13,77	12,81	11,86	10,9	9,95	8,99	8,04	7,08	6,13	5,17	4,22	3,26	2,31	1,35
6,34	5,72	5,15	4,64	4,18	3,78	3,40	3,07	2,77	2,50	2,25	2,03	1,83	1,65	1,49	1,35
13,35	12,48	11,62	10,78	9,95	9,13	8,32	7,52	6,73	5,94	5,16	4,39	3,63	2,86	2,11	1,35
0,46	0,45	0,57	0,41	0,38	0,35	0,32	0,29	0,24	0,21	0,18	0,14	0,09	0,06	0,02	0

Tablica 6.6. Wartości współczynnika zmian oporu zastępczego i oporów zastępczych dla trzech przypadków zmian wydatku powietrza

p	Postęp arytmetyczny		Postęp geometryczny		Średnia z postępu	
	z	R_{ec}	z	R_{ec}	z	R_{ec}
		Ns^2/m^8		Ns^2/m^8		Ns^2/m^8
01	27,005	0,0864	26,955	0,0863	27,002	0,0864
0,2	24,220	0,0775	24,020	0,0769	24,21	0,0774
0,3	21,645	0,0693	21,194	0,0678	21,611	0,0692
0,4	19,281	0,0617	18,475	0,0591	19,162	0,0613
0,5	17,126	0,0548	15,858	0,0507	16,878	0,054
0,6	15,182	0,0486	13,335	0,0427	14,797	0,0474
0,7	13,448	0,0430	10,889	0,0348	12,855	0,0411
0,8	11,924	0,0382	8,476	0,0271	11,050	0,0354
0,9	10,610	0,0339	5,967	0,0191	9,31	0,0298
0,95	10,031	0,0321	4,512	0,0144	8,314	0,0268
0,955	9,976	0,0319	4,345	0,0139	8,270	0,0265
1,0	9,505	0,0304	-	-	5,347	0,0171

ilość przecinek $m = 30$

opór $R_{Lo} = 0,0016 Ns^2/m^8$

Tabela 8.7. Wartości wydatków powietrza wzdłuż drogi i ucieczek powietrza przez tamy w układzie wyrobisk równoległych dla trzech rozpatrywanych przypadków zmian wydatku powietrza.

Numer kolejny tamy		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
postęp arytmetyczny	$\dot{V}_n, \text{ m}^3/\text{s}$	29,04	28,08	27,14	26,18	25,22	24,27	23,31	22,36	21,41	20,45	19,50	18,54	17,59
	$\dot{V}_{un}, \text{ m}^3/\text{s}$	0,96												
postęp geometryczny	$\dot{V}_n, \text{ m}^3/\text{s}$	27,047	24,385	21,985	19,821	17,87	16,111	14,525	13,095	11,806	10,644	9,597	8,652	7,800
	$\dot{V}_{un}, \text{ m}^3/\text{s}$	2,953	2,662	2,40	2,164	1,951	1,759	1,586	1,43	1,289	1,162	1,047	0,945	0,852
średnia z postępów	$\dot{V}_n, \text{ m}^3/\text{s}$	28,55	27,17	25,85	24,59	23,38	22,23	21,12	20,05	19,01	18,0	17,03	16,07	15,14
	$\dot{V}_{un}, \text{ m}^3/\text{s}$	1,45	1,38	1,32	1,26	1,21	1,15	1,11	1,07	1,04	1,01	0,97	0,96	0,93

$$\dot{V}_p = 30 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$\dot{V}_m = 1,35 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$p = 0,955$$

$$m = 30$$

ed. tablicy 6.7.

14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
16,63	15,68	14,72	13,77	12,81	11,86	10,90	9,95	8,99	8,04	7,08	6,13	5,17	4,22	3,26	2,31	1,35
7,033	6,340	5,716	5,154	4,646	4,188	3,777	3,405	3,070	2,768	2,495	2,250	2,028	1,829	1,649	1,486	1,35
0,767	0,693	0,624	0,562	0,508	0,457	0,412	0,372	0,335	0,302	0,273	0,245	0,222	0,199	0,180	0,163	0,136
14,23	13,35	12,47	11,62	10,77	9,94	9,12	8,31	7,51	6,72	5,94	5,16	4,39	3,68	2,86	2,10	1,35
0,91	0,88	0,85	0,85	0,83	0,82	0,81	0,80	0,79	0,78	0,78	0,77	0,77	0,76	0,76	0,76	0,75

Tablica 6.8. Wartości współczynnika zmian oporu kolejnych tam i oporów kolejnych tam dla trzech rozpatrywanych przypadków zmian wydatku powietrza

Numer tamy /prze- cinki/	Postęp arytmetyczny		Postęp geometryczny		Średnia z postępów	
	c	R_{tn}	c	R_{tn}	c	R_{tn}
		Ns^2/m^8		Ns^2/m^8		Ns^2/m^8
1	9744,007	31,1808	447,312	1,432	3532,185	11,303
2	8828,3145	28,2506	447,221	1,431	3471,600	11,109
3	7972,1425	25,5109	446,960	1,430	3370,699	10,786
4	7172,9025	22,9533	446,550	1,429	3278,461	10,491
5	6429,2042	20,5735	446,163	1,428	3142,010	10,054
6	5739,0475	18,3619	445,667	1,426	3065,098	9,808
7	5099,9059	16,3197	445,009	1,424	2888,905	9,244
8	4510,3268	14,3305	444,226	1,422	2719,333	8,702
9	3967,8251	12,907	443,521	1,419	2506,807	8,022
10	3470,4421	11,1054	442,540	1,416	2303,679	7,372
11	3016,6634	9,6533	441,743	1,414	2153,239	6,890
12	2604,0657	8,3349	439,115	1,405	1,883,638	6,027
13	2231,0931	7,1395	437,087	1,399	1,708,541	5,467
14	1895,3638	6,0652	435,914	1,395	1507,665	4,825
15	1595,2804	5,1049	430,985	1,379	1350,729	4,322
16	1328,5026	4,2512	428,338	1,371	1120,586	3,586
17	1093,3914	3,4989	424,614	1,359	985,956	3,155
18	887,6483	2,8405	416,749	1,334	789,971	3,528
19	709,5927	2,2707	411,602	1,317	669,565	2,143
20	556,9672	1,7823	403,048	1,290	539,054	1,725
21	428,0501	1,3698	391,297	1,252	425,675	1,362
22	320,6255	1,0260	379,196	1,213	328,483	1,051
23	232,9301	0,7454	363,256	1,162	246,482	0,789
24	162,7895	0,5209	341,727	1,094	178,617	0,572
25	108,3988	0,3468	320,592	1,026	120,623	0,386
26	67,6253	0,2164	287,741	0,921	78,869	0,252
27	38,6226	0,1235	254,242	0,807	46,365	0,148
28	19,2993	0,0617	207,499	0,664	24,905	0,080
29	7,7676	0,0248	150,649	0,482	10,744	0,034
30	1,9975	0,0064	84,237	0,270	3,109	0,001
$R_{t\delta r}$		8,559		1,227		4,74

$$R_{Lo} = 0,0016 Ns^2/m^8$$

$$R_{tn} = c R_{Lo}$$

Tablica 6.9. Wartości współczynników z , $z/(1-p)^2$, z/p^2

p	Postęp arytmetyczny			Postęp geometryczny			Średnia z postępów		
	z	$\frac{z}{(1-p)^2}$	$\frac{z}{p^2}$	z	$\frac{z}{(1-p)^2}$	$\frac{z}{p^2}$	z	$\frac{z}{(1-p)^2}$	$\frac{z}{p^2}$
0,1	27,005	333395	27005	26,955	332718	2895,5	27,002	33.3358	2700,2
0,2	24,220	378437	605,5	24,020	375312	600,5	24,21	37,8281	605,25
0,3	21,645	44,1735	240,5	21,194	432531	235,4889	21,611	44,1041	240,1222
0,4	19,281	535583	120506	18,475	513194	115,4689	19,167	53,2416	119,7938
0,5	17,126	68504	68504	15,858	63,432	63,432	16,878	67,512	67,512
0,6	15,182	948875	42,1722	13,335	833438	37,0416	14,797	92,4813	41,1027
0,7	13,448	1494222	27,4489	10,889	1209889	22,2224	12,855	142,8333	26,2347
0,8	11,924	298,1	18,6313	8,476	211,9	13,2438	11,050	276,25	17,2656
0,9	10,61	1061,0	13,0988	5,967	596,7	7,3667	9,31	931,0	11,4938
0,95	10,031	4012,4	11,1147	4,512	1804,8	4,9994	8,374	3349,6	9,278
0,955	9,976	4296419	10938	4,345	2145679	4,7641	8,270	4083,9506	9,0677
1,0	9,506		9,506				5,347		5,347

Tablica 6.10. Wartości dysypacji energii l_{fv} , oporów zastępczych R_{ec} oraz oporów R_m i R_u dla trzech przypadków zmian wydatku powietrza w układzie wyrobisk równoległych

p	$\dot{V}_p$	$\dot{V}_m$	$\dot{V}_s$	Postęp arytmetyczny				Postęp geometryczny				Średnia z postępów			
				R_{ec}	l_{fv}	R_m	R_u	R_{ec}	l_{fv}	R_m	R_u	R_{ec}	l_{fv}	R_m	R_u
	m^3/s	m^3/s	m^3/s	Ns^2/m^3	J/m^3	Ns^2/m^3	Ns^2/m^3	Ns^2/m^3	J/m^3	Ns^2/m^3	Ns^2/m^3	Ns^2/m^3	J/m^3	Ns^2/m^3	Ns^2/m^3
0,1	30	27	3	0,0864	77,76	0,1067	8,64	0,0863	77,76	0,1063	8,63	0,0864	77,76	0,1067	8,64
0,2	30	24	6	0,0775	69,75	0,1211	1,9375	0,0769	69,21	0,1202	1,9225	0,0774	69,66	0,1209	1,935
0,3	30	21	9	0,0693	62,37	0,1414	0,77	0,0676	61,02	0,1384	0,7533	0,0692	62,28	0,1412	0,7689
0,4	30	18	12	0,0617	55,53	0,1714	0,3856	0,0591	53,19	0,1642	0,3694	0,0613	55,17	0,1703	0,3831
0,5	30	15	15	0,0548	49,32	0,2192	0,2192	0,0507	45,63	0,2028	0,2028	0,0540	48,6	0,216	0,216
0,6	30	12	18	0,0486	43,74	0,3036	0,135	0,0427	38,43	0,2669	0,1186	0,0474	42,66	0,296	0,1317
0,7	30	9	21	0,0430	38,7	0,4778	0,0878	0,0348	31,32	0,3667	0,07102	0,0411	36,99	0,4567	0,0839
0,8	30	6	24	0,0382	34,38	0,955	0,0597	0,0271	24,39	0,6775	0,0423	0,0354	31,86	0,885	0,0553
0,9	30	3	27	0,0339	30,51	3,39	0,0418	0,0191	17,19	1,91	0,0236	0,0298	26,82	2,98	0,0368
0,95	30	15	28,5	0,0321	28,89	12,84	0,0356	0,0144	12,96	5,76	0,0159	0,0268	24,12	10,72	0,0297
0,955	30	1,35	2865	0,0319	28,71	15,7531	0,0350	0,0139	12,51	6,8642	0,0152	0,0265	23,85	13,0864	0,0291
1,0	30	0	30	0,0304	27,38		0,0304					0,0171	15,40		0,0171

$$m = 30, \quad R_{Lo} = 0,0016 \text{ } Ns^2/m^3$$

Tablica 6.11. Wartości dysypacji energii l_{fv} w układzie wyrobisk równoległych, obliczone ze wzorów: Woronina, Mileticza i wyprowadzonego w pracy doktorskiej

P	Dysypacja energii l_{fv} J/m ³		
	Wzór Woronina	Wzór Mileticza	Wzór /6,60/
0,1	77,76	76,83	77,76
0,2	69,12	67,98	69,66
0,3	60,48	59,86	62,28
0,4	51,84	52,46	55,17
0,5	43,2	45,79	48,6
0,6	34,56	39,85	42,66
0,7	25,92	34,63	36,99
0,8	17,28	30,14	31,86
0,9	8,64	26,36	26,82
0,95	4,32	24,76	24,12
0,955	3,89	24,61	23,85
1,0	0	23,33	15,39

Tablica 6.12. Wartości współczynnika k_w dla typowych wyrobisk w kopalniach IGOM

Lp	A	B	D_e	R_j	L_o	R_{L_o}	k_w
	m^2	m	m	Ns^2/m^9	m	Ns^2/m^8	
1	10	14	2,86	0,00011	50	0,0055	1,49091
2	12	14	3,43	0,000075	50	0,00375	4,76091
3	15	16	3,75	0,000048	50	0,0024	5,44331
4	18	18	4,0	0,000032	50	0,0016	6,25
5	20	18	4,44	0,000025	50	0,00125	6,37033
6	24	20	4,8	0,00002	50	0,001	5,8808

Tablica 6.13. Wartości współczynnika k_s dla zmian wydatku zgodnych z postępowaniem arytmetycznym

$\begin{matrix} m \\ p \end{matrix}$	5	10	15	20	25	30
0,1	0,0095108	0,00334478	0,00181746	0,00117944	0,00084349	0,00064144
0,2	0,020286	0,0070915	0,00381413	0,00249323	0,00178202	0,0013546
0,3	0,0325491	0,01130146	0,00611532	0,0039603	0,00282977	0,00214939
0,4	0,0582025	0,01604369	0,00866012	0,00560156	0,0039982	0,0030365
0,5	0,0626224	0,0213931	0,01151634	0,0074391	0,0053055	0,0040273
0,6	0,0810515	0,0274261	0,01405418	0,0094949	0,0067659	0,0051329
0,7	0,1021598	0,03421153	0,01830355	0,01178795	0,00839227	0,0063628
0,8	0,1261761	0,0417938	0,02228594	0,01432965	0,01019212	0,0077226
0,9	0,1531153	0,05016673	0,0266627	0,0171166	0,01216299	0,0092103
0,95	0,1675782	0,05462455	0,0289869	0,0185947	0,01320743	0,00999826
0,955	0,169056	0,05507918	0,0292237	0,0187453	0,0133138	0,01007852

Tablica 6.14. Wartości współczynnika k_s dla zmian wydatku zgodnych z postępowaniem geometrycznym

$\begin{matrix} m \\ p \end{matrix}$	5	10	15	20	25	30
0,1	0,0095195	0,00334478	0,00181914	0,00118053	0,0008442	0,00064203
0,2	0,0203701	0,00112138	0,00386178	0,00250362	0,0017894	0,00136026
0,3	0,0329008	0,01306265	0,0064806	0,00400246	0,0028588	0,00217216
0,4	0,04761336	0,01639865	0,00884955	0,00572329	0,0040847	0,00310204
0,5	0,06526948	0,02226345	0,01197683	0,00773377	0,0055145	0,00418525
0,6	0,0871157	0,02955918	0,0157328	0,01013964	0,0072217	0,00547681
0,7	0,1143244	0,03828855	0,0204139	0,01312377	0,0093332	0,00707118
0,8	0,15523349	0,056603613	0,0266308	0,01705965	0,0121067	0,00903667
0,9	0,2224408	0,06047723	0,036149	0,02301347	0,0162721	0,01228134
0,95	0,2894153	0,0861635	0,044433	0,0281077	0,0197999	0,01490721
0,955	0,2997	0,0886185	0,0456054	0,0288211	0,202907	0,01527099

Tablica 6.15. Wartości współczynnika k_s dla zmian wydatku zgodnych ze średnią z postępów

$\begin{matrix} m \\ p \end{matrix}$	5	10	15	20	25	30
0,1	0,0094769	0,00328808	0,00181561	0,0011786	0,00084305	0,00064119
0,2	0,02022741	0,0070722	0,00384013	0,0024912	0,00178122	0,00135435
0,3	0,0322626	0,01126843	0,00610897	0,00395987	0,002830	0,00215112
0,4	0,04611554	0,01601434	0,00866533	0,00561157	0,00400816	0,00304549
0,5	0,0621115	0,0214293	0,0115626	0,00747926	0,00533854	0,00405449
0,6	0,0807939	0,02761998	0,0148688	0,00960449	0,00684977	0,00519936
0,7	0,10293874	0,03481042	0,0186747	0,01204219	0,00857954	0,00650794
0,8	0,1297931	0,04328397	0,0231183	0,01487558	0,0105847	0,0080221
0,9	0,164180	0,05365669	0,0284928	0,01828217	0,0129868	0,00983192
0,95	0,1862432	0,0601819	0,0318325	0,02038608	0,01446517	0,0109429
0,955	0,1888638	0,06093504	0,0322156	0,02062666	0,01463384	0,01110744

Tablica 6.16. Wartości współczynnika k_s dla trzech rozpatrywanych przypadków w zależności od wartości strat i długości drogi /ilości przecinek/

	n-numer przecin- ki	1	5	10	15	20	25	30
postęp arytm.	p	0,032	0,159	0,318	0,447	0,637	0,796	0,955
	k_s	0,0033057	0,0157018	0,0121137	0,0108299	0,0103149	0,0101167	0,0100785
postęp geometr.	p	0,098	0,404	0,645	0,789	0,874	0,925	0,955
	k_s	0,1086475	0,048257	0,033098	0,025837	0,021337	0,0178045	0,0152709
średnia z postępów	p	0,048	0,22	0,40	0,555	0,696	0,828	0,955
	k_s	0,0499501	0,0209676	0,0160144	0,01332534	0,0119377	0,01120838	0,0111074

$$\dot{V}_p = 30 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$p = 0,955$$

$$\dot{V}_m = 1,35 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$m = 30$$

Tablica 6.17. Wartości współczynnika k_s i jakość uszczelnienia układów wyrobisk równoległych /rejonów/ w kopalni Polkowice

Lp	Oddział	m	p	k_s	Jakość uszczelnienia
1	R-1	34	0,85	0,007342	uszczeln.złe
2	R-2	15	0,87	0,026748	" złe
3	R-3	10	0,48	0,020279	" zadowalaj.
4	G-33	18	0,77	0,016417	" złe
5	G-23b	10	0,93	0,057583	" złe
6	G-23a	10	0,30	0,012284	" zadowalaj.
7	G-13	14	0,73	0,022672	" złe
8	G-12	5	0,41	0,047611	" zadowalaj.
9	G-31	34	0,54	0,003721	" złe
10	G-13	17	0,66	0,013738	" złe
11	G-23a	11	0,75	0,033531	" złe
12	G-23b	5	0,47	0,057059	" zadowalaj.
13	G-33	10	0,88	0,051369	" złe

Tablica 6.18. Wartości współczynników k_s , η oraz p
dla różnych jakości uszczelnienia

Jakość uszczelnienia	k_s	η	p
bardzo dobra	0 - 0,0006	1 - 0,8	0 - 0,1
dobra	0,0006 - 0,002	0,9 - 0,7	0,1 - 0,3
zadawalająca	0,002 - 0,004	0,7 - 0,5	0,3 - 0,5
zła	> 0,004	< 0,5	> 0,5

$$m = 30$$

Tablica 7.1. Wyniki pomiarów wydatków powietrza i długości drogi przebytej przez powietrze w oddziałach z wentylatorami swobodnymi

Lp.	Oddział	L	$\dot{V}$	Lp.	Oddział	L	$\dot{V}$
		m	m ³ /s			m	m ³ /s
1	G-24 III.kw. 1973r.	0	19,2	47	G-14 III kw.1974r.	0	16,7
2		150	18,3	48		300	14,2
3		450	25,0	49		500	10,7
4		750	37,5	50		750	6,7
5		1050	30,0	51		1000	10,0
6		1250	13,3	52		1150	13,3
7		1400	10,0	53		1400	16,7
8	G-11 III kw. 1973r.	0	33,3	54	G-24 III kw.1974r.	1575	22,5
9		130	30,0	55		1700	20,0
10		230	28,7	56		1825	16,5
11		480	26,7	57		0	23,3
12		630	25,8	58		150	19,5
13		780	30,6	59		300	21,7
14		830	29,4	60		400	23,7
15		880	31,5	61		500	25,0
16		930	63,3	62		600	27,1
17		1000	54,4	63		700	27,3
18		1150	34,5	64		900	27,5
19		1300	33,7	65		1050	25,7
20	G-31 III kw. 1973r.	0	33,3	66		1300	16,7
21		120	28,3	67	G-22 III kw. 1974r.	0	33,3
22		270	28,0	68		125	35,0
23		450	24,8	69		250	39,5
24		600	20,3	70		400	36,3
25		800	27,5	71		450	33,3
26		900	25,0	72		900	24,7
27		0	38,3	73	G-22 III kw.1974r.	0	31,7
28	G-11 I kw.1974r.	125	37,5	74		125	32,7
29		275	26,7	75		250	32,7
30		475	25,0	76		400	30,0
31		675	24,2	77		800	13,7
32		825	24,2	78		900	15,7
33		950	24,2	79		1000	15,0
34		1000	42,5	80	G-23 III.kw.1974r.	0	38,2
35		1100	15,0	81		100	24,5
36	G-25 I.kw.1974r.	0	26,7	82		200	23,2
37		150	25,0	83		350	30,3
38		350	29,2	84		950	39,3
39		750	50,0	85		1100	35,0
40		1050	25,0	86		1250	15,5
41	G-23 I.kw.1974r.	0	41,7	87	G-34 III kw.1974r.	0	40,7
42		100	33,3	88		200	31,3
43		150	35,0	89		400	29,3
44		250	35,0	90		550	24,0
45		950	40,7	91		650	2,5
46		1100	40,8	92		900	30,3
				93		1150	3,7

* wentylator swobodny

Tablica 7.2. Wartości wydatków powietrza $\dot{V}_p$, $\dot{V}_w$ i $\dot{V}_m$ oraz długości L_o , L_w , L_c w oddziałach z wentylatorami swobodnymi

Lp	Oddział	$\dot{V}_p$	L_o	$\dot{V}_o$	L_w	$\dot{V}_w$	L_c	$\dot{V}_m$
		m ³ /s	m	m ³ /s	m	m ³ /s	m	m ³ /s
1	G-24	19,2	150	18,3	750	37,5	1400	10,0
2	G-11	33,3	630	25,8	930	63,3	1300	33,7
3	G-31	33,3	600	20,3	800	27,5	900	25,0
4	G-11	38,3	675	24,2	1000	42,5	1100	15,0
5	G-24	26,7	150	25,0	750	50,0	1050	25,0
6	G-23	41,7	150	35,0	950	46,7	1100	40,8
7	G-14	16,7	750	6,7	1575	22,5	1825	16,5
8	G-24	23,3	300	21,7	900	27,5	1300	16,7
9	G-22	33,3	0	33,3	250	39,5	900	24,7
10	G-22	31,7	0	31,7	250	32,7	1000	15,0
11	G-23	38,2	100	24,5	1100	35,0	1250	15,5
12	G-34	46,7	650	2,5	900	30,8	1150	3,7

Tablica 7.3. Wartości wydatków powietrza uciekającego i recyr-
kulującego w oddziałach z wentylatorami dwobodnymi

Lp	$\dot{V}_p$	$\dot{V}_o$	$\dot{V}_{s1}$	$\dot{V}_w$	$\dot{V}_r$	$\dot{V}_m$	$\dot{V}_{sz}$
	m^3/s	m^3/s	m^3/s	m^3/s	m^3/s	m^3/s	m^3/s
1	19,2	18,3	0,9	37,5	19,2	10,0	27,5
2	33,3	25,8	7,5	63,3	37,5	33,7	32,6
3	33,3	20,3	13,0	27,5	7,2	25,0	2,5
4	38,3	24,2	14,1	42,5	18,3	15,0	27,5
5	26,7	25,0	1,7	50,0	25,0	25,0	25,0
6	41,7	35,0	6,7	46,7	11,7	40,8	5,9
7	16,7	6,7	10,0	22,5	15,8	16,5	6,0
8	23,3	21,7	1,7	27,5	5,8	16,7	10,8
9	33,3	33,3	0	39,5	6,2	24,7	14,8
10	31,7	31,7	0	32,7	1,0	15,0	17,7
11	38,2	24,5	13,7	35,0	10,5	15,5	19,5
12	46,7	2,5	44,2	30,8	28,3	3,7	27,1

Tablica 7.4. Wartości współczynników p_1 , r , p_2

Lp	p_1	r	p_2
1	0,04348	0,51111	0,7333
2	0,2275	0,59342	0,46842
3	0,390	0,26061	0,64848
4	0,36957	0,43173	0,2549
5	0,0625	0,50	0,50
6	0,160	0,25	0,125
7	0,60	0,7037	0,26667
8	0,0714	0,21212	0,39394
9	0	0,15612	0,37553
10	0	0,03061	0,54082
11	0,35808	0,30	0,08095
12	0,4857	0,22162	0,88108

Tablica 8.1. Wyniki pomiarów i obliczeń wydatków powietrza, ilości tam oraz gradientu wydatku powietrza i wskaźnika ilości tam w chodnikach transportowych kopalni Polkowice

Lp	Chodnik transportowy	L	$\dot{V}$	n	$\Delta \dot{V}$	n_{200}	k_{200}	Rok pom.
		m	m^3/s		m^3/s	tam/200m	m^3/s na 200m	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	T - 341	0	27,0					II kwartał 1972 r.
2		100	23,33	1	3,67	2	7,33	
3	T - 332	0	33,33					
4		900	25,0	5	8,33	1,1	1,85	
5	T - 431	0	91,67					
6		300	88,33	2	3,33	1,33	2,22	
7	T - 331	0	113,33					
8		350	109,5	3	3,83	1,71	2,19	
9		600	102,83	3	6,67	2,4	5,33	
10		1500	86,67	6	16,16	1,71	4,51	
11	T - 222	0	48,33					IV kwartał 1972 r.
12		200	43,33	3	5,0	3,0	5,0	
13	T - 321	0	28,33					
14		400	25,0	4	3,33	2,0	1,67	
15	T - 332	0	36,67					
16		900	27,5	5	9,17	1,1	2,04	
17	T - 431	0	95,0					
18		300	90,33	2	4,67	1,33	3,11	
19	T - 331	0	80,83					
20		350	76,83	2	2,0	1,14	1,14	
21	T - 321	0	27,67					III kwartał 1973 r.
22		350	25,17	4	2,5	2,28	1,43	
23	T - 222	0	48,33					
24		100	45,0	1	3,33	2,0	6,67	
25	T - 441	0	87,5					
26		560	84,17	7	3,33	2,5	1,19	
		760	78,33	6	5,83	6,0	5,83	
27	T - 341	0	17,5					
28		100	16,17	1	1,33	2,0	2,67	
29	T - 431	0	51,67					
30		300	41,67	2	10,0	1,33	6,67	
31	T - 332	0	75,0					III kwartał 1973 r.
32		650	65,0	4	10,0	1,23	3,07	
33		850	61,67	1	3,33	1,0	3,33	
34	T - 331	0	21,67					
35		750	6,67	5	15,0	1,54	4,62	
36	T - 231	0	26,67					
37		450	21,67	2	5,0	0,88	2,22	
38	T - 321	0	66,67					
39		350	65,0	2	1,67	1,14	0,95	
40	T - 222	0	47,5					
41		200	40,83	4	6,67	4,0	6,67	
42		400	31,67	4	9,16	4,0	9,17	
43	T - 231	0	31,67					
44		350	28,33	2	3,34	1,14	1,91	
45		900	21,67	4	6,66	1,45	2,43	

c.d. tablicy 8.1.

1	2	3	4	5	6	7	8	9
46	T - 131	0	46,67					III kw. 73r.
47		100	43,33	1	3,34	2,0	6,67	
48		300	41,67	3	1,66	2,0	1,67	
49		600	33,33	6	8,34	4,0	5,56	
50	T - 341	0	18,33					I kwartał 1974 r.
51		700	13,33	5	5,0	1,43	1,43	
52		1500	10,0	8	3,33	2,0	0,83	
53	T - 332	0	58,33					
54		900	46,67	5	11,67	1,11	2,59	
55	T - 431	0	50,0					
56		300	43,33	2	6,67	1,33	4,45	
57	T - 331	0	28,33					
58		100	25,0	1	3,33	2,0	6,67	
59	T - 231	0	31,67					
60		400	28,33	2	3,33	1,0	1,67	
61	T - 321	0	60,0					
62		500	53,33	4	6,67	1,6	2,67	
63	T - 222	0	58,33					
64		500	56,67	3	1,67	1,2	0,66	
65		700	43,33	5	13,33	5,0	13,03	
66	T - 131	0	40,0					III kwartał 1974 r.
67		200	35,0	3	5,0	3,0	5,0	
68		500	28,33	10	6,67	4,0	2,67	
69	T - 231	0	36,67					
70		900	33,33	6	3,33	1,33	0,74	
71	T - 441	0	119,67					
72		600	96,67	8	23,0	2,67	7,67	
73	T - 431	0	61,5					
74		300	53,33	2	8,17	1,33	5,45	
75	T - 332	0	48,33					
76		600	38,33	4	10,0	1,33	3,33	
77		850	36,17	1	2,17	0,8	1,73	
78	T - 331	0	68,0					
79		100	63,0	1	5,0	2,0	1,73	
80	T - 231	0	26,17					
81		400	19,17	2	7,0	1,0	3,5	
82	T - 222	0	43,67					
83		500	38,83	3	4,83	1,2	0,97	
84		700	28,83	5	10,0	5,0	10,0	
85	T - 131	0	53,33					
86		300	30,0	10	23,33	6,67	15,56	

Tablica 9.1. Wartości strat powietrza na podszybiach kopalni Polkowice

Okres badań	PW			PG			PZ			ZG		
	$\dot{V}_{nsp}$	$\dot{V}_{nsg}$	$\frac{\dot{V}_{nsp}}{\dot{V}_{nsg}} \cdot 100$	$\dot{V}_{nsp}$	$\dot{V}_{nsg}$	$\frac{\dot{V}_{nsp}}{\dot{V}_{nsg}} \cdot 100$	$\dot{V}_{nsp}$	$\dot{V}_{nsg}$	$\frac{\dot{V}_{nsp}}{\dot{V}_{nsg}} \cdot 100$	$\dot{V}_{nsp}$	$\dot{V}_{nsg}$	$\frac{\dot{V}_{nsp}}{\dot{V}_{nsg}} \cdot 100$
	m ³ /s	m ³ /s	%	m ³ /s	m ³ /s	%	m ³ /s	m ³ /s	%	m ³ /s	m ³ /s	%
II kw.1972	6,67	16,67	40,01	10,0	30,0	33,33	4,17	9,0	46,33	20,84	55,67	37,43
IV kw.1972	13,33	35,0	38,09	16,67	51,67	32,26	10,0	21,67	46,15	40,0	108,34	36,92
I kw.1974	24,17	86,67	27,89	19,17	116,67	16,43	58,33	85,0	68,62	101,67	288,34	35,26
III kw.1974	21,66	83,33	25,99	20,0	78,33	25,53	30,0	71,67	41,86	71,66	233,33	30,71

Tablica 9.2. Ilości słuz wentylacyjnych na podszybiach
kopalni Polkowice

Podsiec	Poziom	Ilość słuz	Ilość tam w słuzie	Suma
PW	740	4	2	4 x 2
	810	6	2	6 x 2
PG	810	3	2	3 x 2
	850	2	2	2 x 2
PZ	810	3	2	3 x 2
	850	5	2	5 x 2
ZG	-	23	2	23 x 2

Tablica 10.1. Wartości współczynników określających charakterystyki spiętrzenia wentylatorów stosowanych w IGOM

Typ wentylatora	l_{vo}	R'_b	Ilość wentylatorów w stacji	
			2	3
			R_b	R_b
	kGm/m^3	kGs^2/m^8	kGs^2/m^8	kGs^2/m^8
PRJ-260/1,4	549	0,00563	0,00141	0,00063
PRJ-220/1,66	662	0,01043	0,00261	0,00116
WPK-3,9	663	0,00498	0,001245	0,00055
WPK-5,3	756	0,00139	0,00035	0,00015

Tablica 10.2. Opory kanałów wentylacyjnych i opory zamknięcia zrębów szybów wentylacyjnych w kopalni Polkowice

Szyb wydechowy	Okres badań	R_{kw}		R_{sz}	
		kGs^2/m^8	Ns^2/m^8	kGs^2/m^8	Ns^2/m^8
P IV		0,001	0,01	0,09	0,9
P II	1972	0,002	0,02	0015-0023	015-023
	1974	0,002 0,002	0,002 0,002	0,020	0,20
P VI	1972	0,003	0,003	0,010	0,10
	1974	0,001	0,01	0,020	0,20

Tablica 11.3. Przekroje poprzeczne i długości wyrobisk, opory, wydatki powietrza i dysypacje energii w bocznicy projektowanej sieci wentylacyjnej

Lp	Bocznica	A	Ilość wyrobisk w nitce	L	R	$\dot{V}_p$	$\dot{V}_m$	l_{fv}
		m ²		m	kg s ⁻² /m ⁸	m ³ /s	m ³ /s	kg m/m ³
1	1-2	44		1200	0,00132	430	-	244,0
2	2-4	24	4	600	0,000064	370	-	8,8
3	3-6	24	1	600	0,00017	60	-	0,6
4	4-8	24	3	1750	0,00033	170	-	9,5
5	8-X	24	1	700	0,00119	50	30	1,8
6	X-9	24	2	700	0,0002975	30	50	0,4
7	8-14	24	2	1500	0,0006375	120	100	7,7
8	9-14	24	1	1500	0,00255	50	70	8,9
9	14-23	24	3	2900	0,002547	100	86,6	22,1
10	23-24	24	1	1400	0,00238	100	115,5	27,5
11	14-24	24	1	1250	0,002125	50	63	6,7
12	24-28	24	2	1700	0,0007225	115,5	140,5	11,7
13	28-29	24	4	200	0,00002125	274,0	-	1,6
14	27-30	24	1	200	0,00034	50,0	-	0,8
15	4-10	24	2	1500	0,0006375	200,0	180,0	23,0
16	10-12	24	2	1500	0,0006375	145,0	125,0	11,6
17	6-11	24	1	1500	0,00255	60,0	80,0	12,2
18	11-12a	24	1	1500	0,00255	115,0	135,0	39,6
19	12a-30	24	3	1000	0,000198	160,0	-	4,8
20	10-X	24	1	700	0,00119	35,	17,0	0,7
21	X-11	24	1	700	0,00119	17,	35,0	0,7
22	12-65-26	24	3	2500	0,000472	100,0	86,6	4,1
23	30-32	44		950	0,001045	530,0	-	293,5
24	32-33	44		50	0,000046	660,0	-	20,0
25	15-16	44		950	0,001045	464,0		224,0
26	16-18	24	4	200	0,000021	414,0		3,6
27	18-20	24	3	200	0,000038	364,0		5,0
28	20-21	24	2	1700	0,0007225	274,0	239,0	47,3
29	21-22	24	2	1000	0,000425	132,0	116,7	6,5
30	21-35	24	3	1000	0,000189	116,7		2,6
31	22-35	24	3	2000	0,000378	116,7		5,1
32	35-36	24	2	1500	0,000697	116,7	-	9,5
33	35-39	24	2	3750	0,00159	116,7	-	21,7
34	20-36	24	3	1000	0,000189	90,0	-	1,5
35	36-37	24	1	3000	0,0051	90,0	60	27,5
36	37-X	24	1	500	0,00085	30,0	16,7	0,4
37	X-38	24	1	500	0,00085	16,7	30,0	0,4
38	39-41	24	3	200	0,000038	324,0	-	4,0
39	41-43	44		750	0,000325	324,0	-	86,6
40	43-44	44		50	0,000046	405,0	-	7,5
41	36-38a	24	2	3000	0,001275	116,7	946,7	21,8

Tablica 11.4. Dysypacje energii w drogach niezależnych projektowanej sieci wentylacyjnej

Lp	Bocznica	l_{fv}	Drogi niezależne							
			G-5	G-6	X1	X2	Komory SW5	G-1	G-2	X3
		kGm/m ³	kGm/m ³	kGm/m ³	kGm/m ³	kGm/m ³	kGm/m ³	kGm/m ³	kGm/m ³	kGm/m ³
1	1-2	244,0	244,0	244,0	244,0	244,0	244,0			
2	2-4	8,8	8,8	8,8	8,8	8,8				
3	3-6	0,6					0,6			
4	4-8	9,5		9,5	9,5					
5	8-X	1,8			1,8					
6	X-9	0,4			0,4					
7	8-14	7,7		7,7						
8	9-14	8,9			8,9					
9	14-23	22,1		22,1						
10	23-24	27,5		27,5						
11	14-24	6,7			6,7					
12	24-28	11,7	11,7	11,7	11,7					
13	28-29	1,6	1,6	1,6	1,6					
14	27-30	0,9								
15	4-10	23,0	23,0			23,0				
16	10-12	11,6	11,6							
17	6-11	12,2					12,2			
18	11-12a	39,6				39,6	39,6			
19	12a-30	4,8				4,8	4,8			
20	10-X	0,7				0,7				
21	X-11	0,7				0,7				
22	12-65-26	4,1	4,1							
23	30-32	293,5	293,5	293,5	293,5	293,5	293,5			
24	32-33	20,0	20,0	20,0	20,0	20,0	20,0			
25	15-16	224,0						224,0	224,0	224,0
26	16-18	3,6						3,6	3,6	3,6
27	18-20	5,0						5,0	5,0	
28	20-21	47,3						47,3	47,3	
29	21-22	6,5							6,5	
30	21-35	2,6						2,6		
31	22-35	5,1							5,1	
32	35-36	9,5						9,5		
33	35-39	21,7							21,7	
34	20-36	1,5								1,5
35	36-37	27,5								27,5
36	37-X	0,4								0,4
37	X-38	0,4								0,4
38	39-41	4,0						4,0	4,0	4,0
39	41-43	86,6						86,6	86,6	86,6
40	43-44	7,5						7,5	7,5	7,5
41	36-38a	21,8						21,8		
		Σl_{fv}	618,3	646,4	606,9	635,1	614,7	371,9	404,8	355,5

PW. II kw. 1972 r.

1 cm ~ 16,7 m³/s

$$V_{nc} = 266,67 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$V_{nsz} = 21,67 \text{ m}^3/\text{s} - 8,15\%$$

$$V_{nsy} = 16,67 \text{ m}^3/\text{s} - 6,25\%$$

$$V_{nko} = 23,33 \text{ m}^3/\text{s} - 8,75\%$$

$$V_{nsr} = 60 \text{ m}^3/\text{s} - 22,50\%$$

$$V_{nd} = 58,33 \text{ m}^3/\text{s} - 21,35\%$$

$$V_{nm} = 86,67 \text{ m}^3/\text{s} - 32,5\%$$

rys. 51

Rejon PG II kw. 1972

1 cm ~ 16,7 m³/s

$\dot{V}_{nc} = 360 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$

$\dot{V}_{nsz} = 93,3 \text{ m}^3/\text{s} - 25,95\%$

$\dot{V}_{nsg} = 30 \text{ m}^3/\text{s} - 8,30\%$

$\dot{V}_{rko} = 25 \text{ m}^3/\text{s} - 6,95\%$

$\dot{V}_{nsr} = 88,33 \text{ m}^3/\text{s} - 24,55\%$

$\dot{V}_{nd} = 51,67 \text{ m}^3/\text{s} - 14,35\%$

$\dot{V}_{nm} = 71,67 \text{ m}^3/\text{s} -$
 $-19,90\%$

rys. 5.2

PZ - II kw. 1972 r.

1 cm ~ 16,7 m³/s

$$\dot{V}_{nc} = 210 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$\dot{V}_{nsz} = 76,67 \text{ m}^3/\text{s} - 36,55\%$$

$$\dot{V}_{nsg} = 9 \text{ m}^3/\text{s} - 4,29\%$$

$$\dot{V}_{nko} = 6,33 \text{ m}^3/\text{s} - 3,02\%$$

$$\dot{V}_{nsr} = 71,67 \text{ m}^3/\text{s} - 34,06\%$$

$$\dot{V}_{nm} = 43,33 \text{ m}^3/\text{s} - 20,65\%$$

$$\dot{V}_{nd} = 3 \text{ m}^3/\text{s} - 1,43\%$$

rys. 5.3

ZG POLKOWICE II kw. 1972 r.

1cm ~ 83,3 m³/s

$$\dot{V}_{nc} = 836,6 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$\dot{V}_{nsz} = 191,67 \text{ m}^3/\text{s} - 22,95\%$$

$$\dot{V}_{nsg} = 55,67 \text{ m}^3/\text{s} - 6,65\%$$

$$\dot{V}_{nko} = 54,67 \text{ m}^3/\text{s} - 6,53\%$$

$$\dot{V}_{nsr} = 220 \text{ m}^3/\text{s} - 26,25\%$$

$$\dot{V}_{nd} = 113 \text{ m}^3/\text{s} - 13,5\%$$

$$\dot{V}_{nm} = 201,67 \text{ m}^3/\text{s} - 24,12\%$$

rys. 5.4

REJON PW. $\bar{V}$ kw. 1972 r.

$$1 \text{ cm} \sim 167 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$\dot{V}_{nc} = 300 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$\dot{V}_{nsz} = 60 \text{ m}^3/\text{s} - 20\%$$

$$\dot{V}_{nsg} = 35 \text{ m}^3/\text{s} - 11,67\%$$

$$\dot{V}_{nko} = 20 \text{ m}^3/\text{s} - 6,67\%$$

$$\dot{V}_{nsr} = 75 \text{ m}^3/\text{s} - 25\%$$

$$\dot{V}_{nd} = 48,33 \text{ m}^3/\text{s} - 16,11\%$$

$$\dot{V}_{nm} = 61,67 \text{ m}^3/\text{s} - 20,55\%$$

rys.5.5

Rejon PG - IV kw. 1972 r.

1 cm ~ 1,67 m³/s

$V_{nc} = 330 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$

$V_{nsz} = 73,33 \text{ m}^3/\text{s} -$
 $- 22,22\%$

$V_{nsg} = 54,67 \text{ m}^3/\text{s} - 16,57\%$

$V_{nko} = 24,67 \text{ m}^3/\text{s} - 7,48\%$

$V_{nsr} = 76,67 \text{ m}^3/\text{s} - 23,23\%$

$V_{nd} = 70 \text{ m}^3/\text{s} - 21,21\%$

$V_{mn} = 36,67 \text{ m}^3/\text{s} - 11,11\%$

$V_{nm} = 36,67$
 $- 11,11\%$

Rejon PZ - IV kw. 1972 r.

1cm ~ 16,7 m³/s

$V_{hc} = 240 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$

$V_{nsz} = 75 \text{ m}^3/\text{s} - 35,71\%$

$V_{nsg} = 21,67 \text{ m}^3/\text{s} - 6,57\%$

$V_{nko} = 6,67 \text{ m}^3/\text{s} - 3,17\%$

$V_{nsr} = 35 \text{ m}^3/\text{s} - 16,67\%$

$V_{nd} = 68,33 \text{ m}^3/\text{s} - 15,87\%$

$V_{nm} = 38,33 \text{ m}^3/\text{s}$

-18,26%

rys.5.7

ZG POLKOWICE

IV kw. 1972 r.

1 cm ~ 833 m³/s

$$V_{nc} = 840 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$V_{nsz} = 208,33 \text{ m}^3/\text{s} - 24,80\%$$

$$V_{nsg} = 108,33 \text{ m}^3/\text{s} - 12,90\%$$

$$V_{nko} = 48,33 \text{ m}^3/\text{s} - 5,75\%$$

$$V_{nsr} = 186 \text{ m}^3/\text{s} - 22,22\%$$

$$V_{nd} = 151,67 \text{ m}^3/\text{s} - 18,06\%$$

$$V_{nm} = 145 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$-16,27\%$$

rys.5.8

Rejon P.W. I kw. 1974 r.

1 cm ~ 16,7 m³/s

$$V_{nc} = 293,33 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$V_{nsz} = 16,67 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$V_{nsg} = 86,67 \text{ m}^3/\text{s} - 29,55\%$$

$$V_{nko} = 41,67 \text{ m}^3/\text{s} - 14,21\%$$

$$V_{nsr} = 33,33 \text{ m}^3/\text{s} - 11,36\%$$

$$V_{nd} = 21,67 \text{ m}^3/\text{s} - 7,39\%$$

$$V_{nm} = 93,33 \text{ m}^3/\text{s} - 31,82\%$$

rys. 5.9

Rejon PG - I kw. 1974 r.
1 cm, ~ 167 m³/s

$$\dot{V}_{nc} = 383,33 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$\dot{V}_{nsz} = 118,33 \text{ m}^3/\text{s} - 30,87\%$$

$$\dot{V}_{nsg} = 116,67 \text{ m}^3/\text{s} - 30,43\%$$

$$\dot{V}_{nko} = 45 \text{ m}^3/\text{s} - 11,74\%$$

$$\dot{V}_{nsr} = 41,67 \text{ m}^3/\text{s} - 10,87\%$$

$$\dot{V}_{nd} = 11,67 \text{ m}^3/\text{s} - 3,05\%$$

$$\dot{V}_{nm} = 50 \text{ m}^3/\text{s} - 13,04\%$$

Rejon PZ - I kw. 1974 r.

1cm ~ 16,7 m³/s

$$V_{nc} = 328,33 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$V_{nsz} = 101,67 \text{ m}^3/\text{s} - 30,96\%$$

$$V_{nsg} = 85 \text{ m}^3/\text{s} - 25,89\%$$

$$V_{nko} = 16,67 \text{ m}^3/\text{s} - 5,08\%$$

$$V_{nsr} = 55 \text{ m}^3/\text{s} - 16,75\%$$

$$V_{nm} = 58,33 \text{ m}^3/\text{s} - 17,77\%$$

$$V_{nd} = 11,67 \text{ m}^3/\text{s} - 3,55\%$$

rys. 5.11

ZG POLKOWICE

I kw. 1974 r.

1 cm ~ 833 m³/s

$$\dot{V}_{nc} = 1005 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$\dot{V}_{rsz} = 236,67 \text{ m}^3/\text{s} - 23,55\%$$

$$\dot{V}_{nsg} = 288,33 \text{ m}^3/\text{s} - 28,69\%$$

$$\dot{V}_{nko} = 103,33 \text{ m}^3/\text{s} - 10,28\%$$

$$\dot{V}_{nsr} = 130 \text{ m}^3/\text{s} - 12,94\%$$

$$\dot{V}_{nd} = 45 \text{ m}^3/\text{s} - 4,48\%$$

$$\dot{V}_{nm} = 201,67 \text{ m}^3/\text{s} - 20,07\%$$

rys. 5.12

Rejon PW III kw. 1974 r.

1cm ~ 167 m³/s

$$\dot{V}_{nc} = 300 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$\dot{V}_{nsz} = 25 \text{ m}^3/\text{s} - 8,33\%$$

$$\dot{V}_{nsg} = 83,33 \text{ m}^3/\text{s} - 27,78\%$$

$$\dot{V}_{nko} = 33,3 \text{ m}^3/\text{s} - 11,11\%$$

$$\dot{V}_{nsr} = 31,67 \text{ m}^3/\text{s} - 10,5\%$$

$$\dot{V}_{nd} = 33,33 \text{ m}^3/\text{s} - 11,11\%$$

$$\dot{V}_{nm} = 93,33 \text{ m}^3/\text{s} - 31,11\%$$

rys. 5.13

Rejon PG - III kw. 1974 r.

1cm ~ 167 m³/s

$$\dot{V}_{nc} = 355,83 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$\dot{V}_{nsz} = 69,17 \text{ m}^3/\text{s} - 19,44\%$$

$$\dot{V}_{nsg} = 78,33 \text{ m}^3/\text{s} - 22,01\%$$

$$\dot{V}_{nko} = 53,33 \text{ m}^3/\text{s} - 14,99\%$$

$$\dot{V}_{nsr} = 15,83 \text{ m}^3/\text{s} - 4,45\%$$

$$\dot{V}_{nd} = 67,5 \text{ m}^3/\text{s} - 18,97\%$$

$$\dot{V}_{nm} = 74,67 \text{ m}^3/\text{s} - 20,14\%$$

rys 5.14

Rejon PZ. III kw. 1974 r.
1cm ~ 16,7 m³/s

$$\dot{V}_{nc} = 333,33 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$\dot{V}_{nsz} = 66,67 \text{ m}^3/\text{s} - 20\%$$

$$\dot{V}_{nsg} = 71,67 \text{ m}^3/\text{s} - 21,5\%$$

$$\dot{V}_{nko} = 16,67 \text{ m}^3/\text{s} - 5\%$$

$$\dot{V}_{nsr} = 81,67 \text{ m}^3/\text{s} - 24,5\%$$

$$\dot{V}_{nd} = 10 \text{ m}^3/\text{s} - 3,0\%$$

$$\dot{V}_{nm} = 86,67 \text{ m}^3/\text{s} - 26,0\%$$

rys. 5.15

ZG POLKOWICE

III kw 1974 r.

1cm ~ 8,33 m³/s

$$\dot{V}_{nc} = 989,17 \text{ m}^3/\text{s} - 100\%$$

$$\dot{V}_{nsz} = 160,83 \text{ m}^3/\text{s} - 16,26\%$$

$$\dot{V}_{nsg} = 233,33 \text{ m}^3/\text{s} - 23,59\%$$

$$\dot{V}_{nko} = 103,33 \text{ m}^3/\text{s} - 10,45\%$$

$$\dot{V}_{nsr} = 129,17 \text{ m}^3/\text{s} - 13,06\%$$

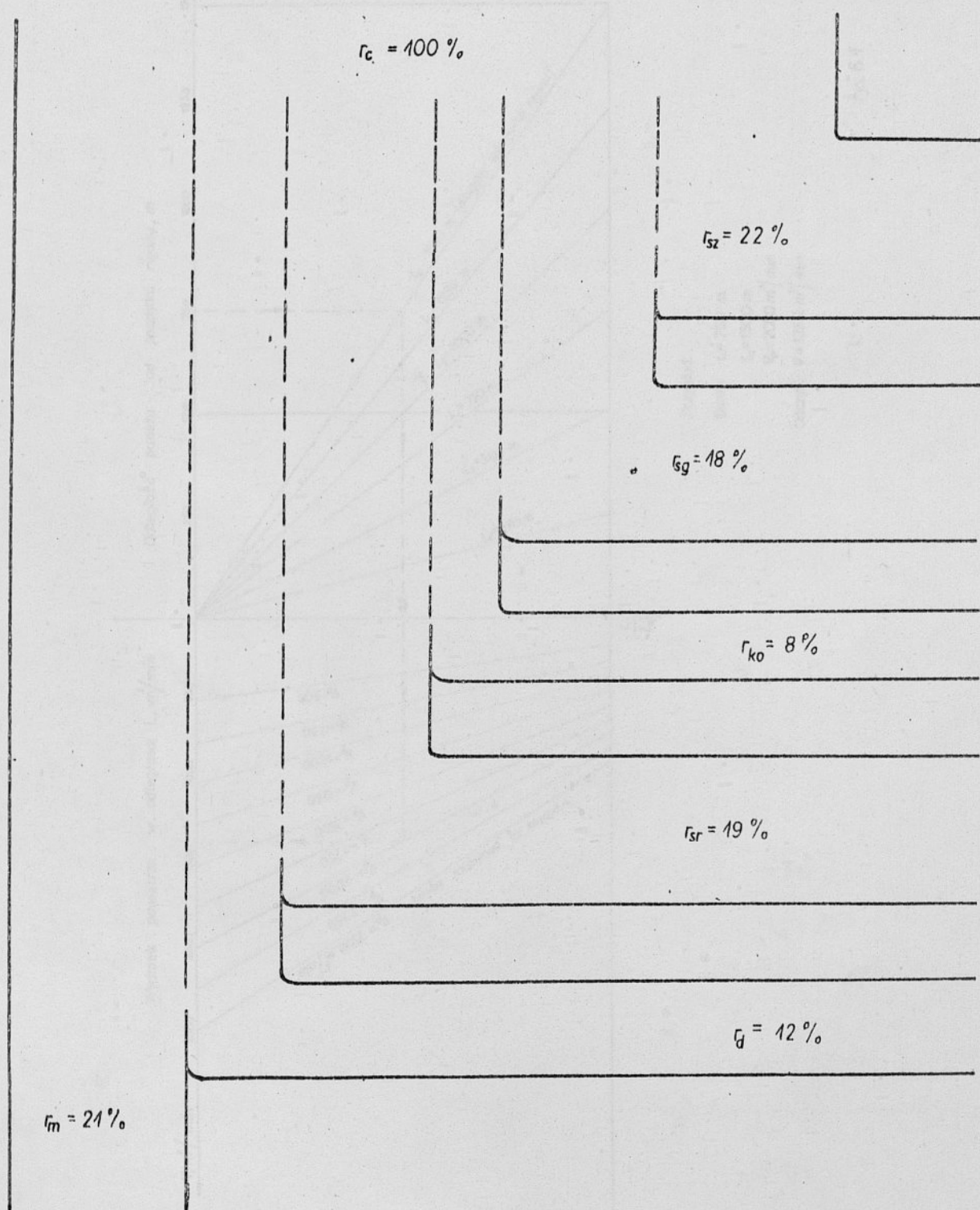
$$\dot{V}_{nd} = 110,83 \text{ m}^3/\text{s} - 11,20\%$$

$$\dot{V}_{nm} = 251,67 \text{ m}^3/\text{s} - 25,44\%$$

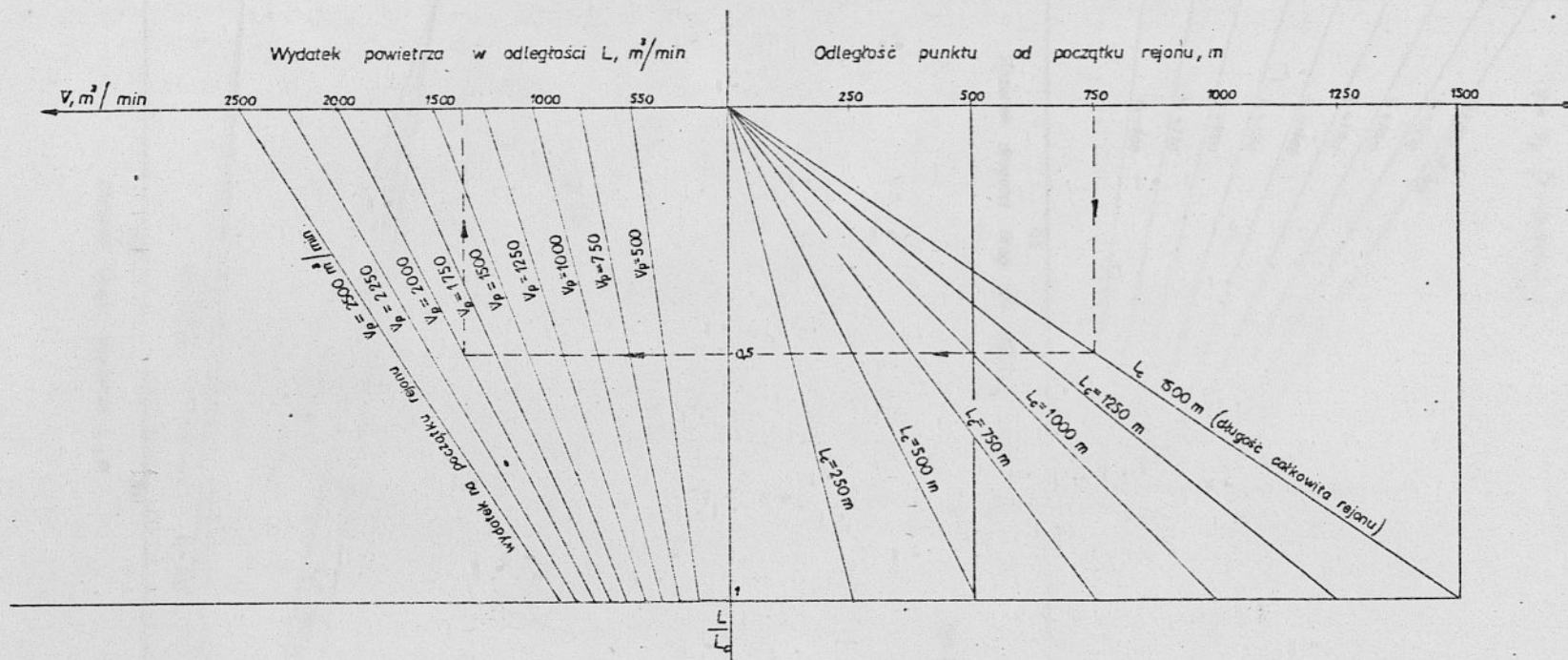
rys. 5.16

Średni procentowy rozdział powietrza dla ZG POLKOWICE

1cm ~ 5%



rys.5.17



Przykład:

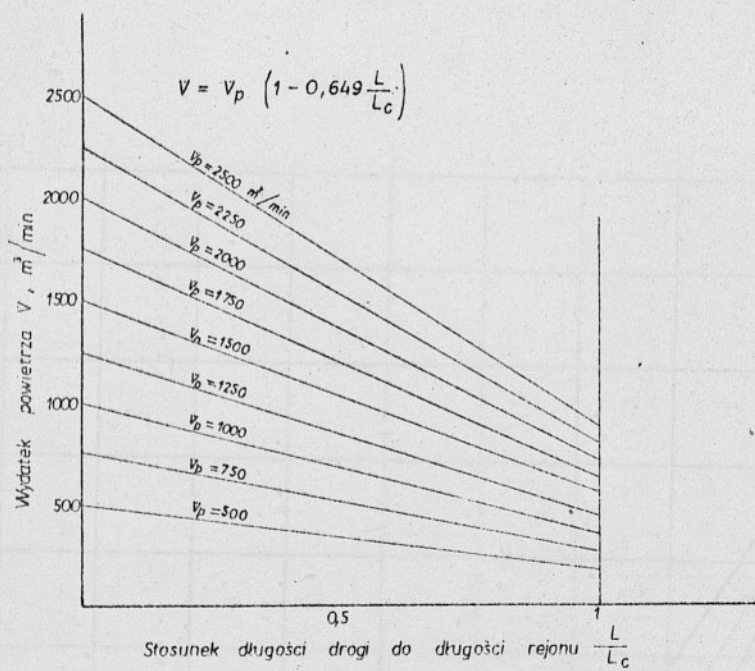
Dane: $L = 750 \text{ m}$

$L_c = 1500 \text{ m}$

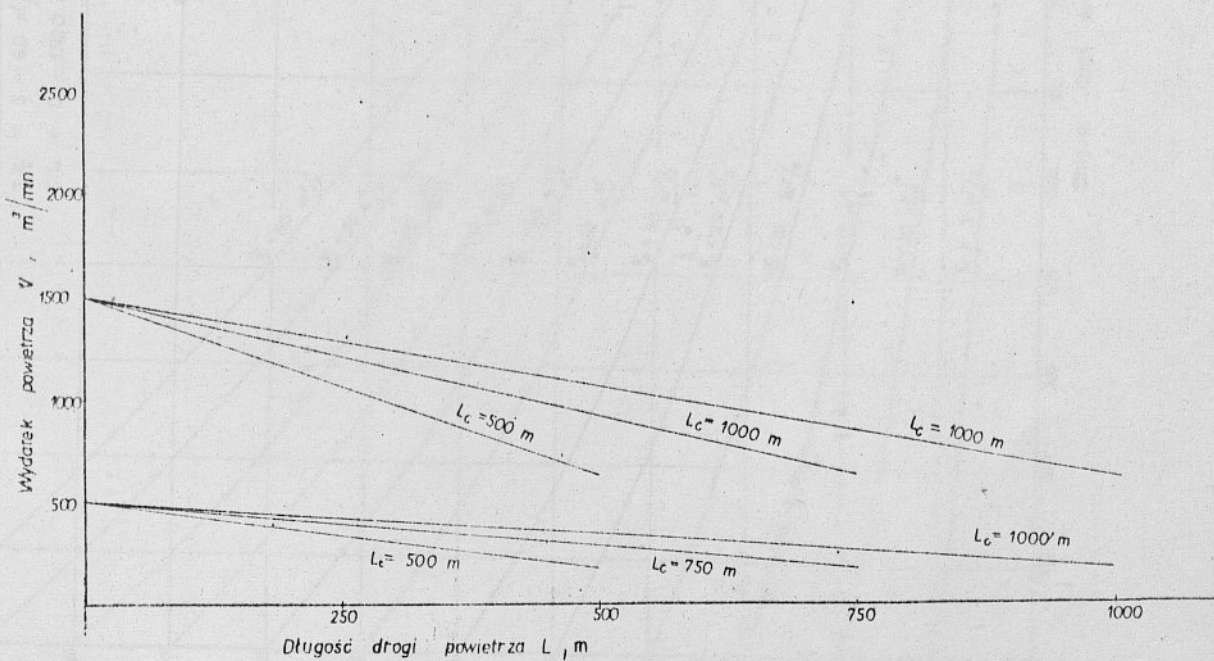
$V_p = 2000 \text{ m}^3/\text{min}$

Odczyt: $V = 1350 \text{ m}^3/\text{min}$

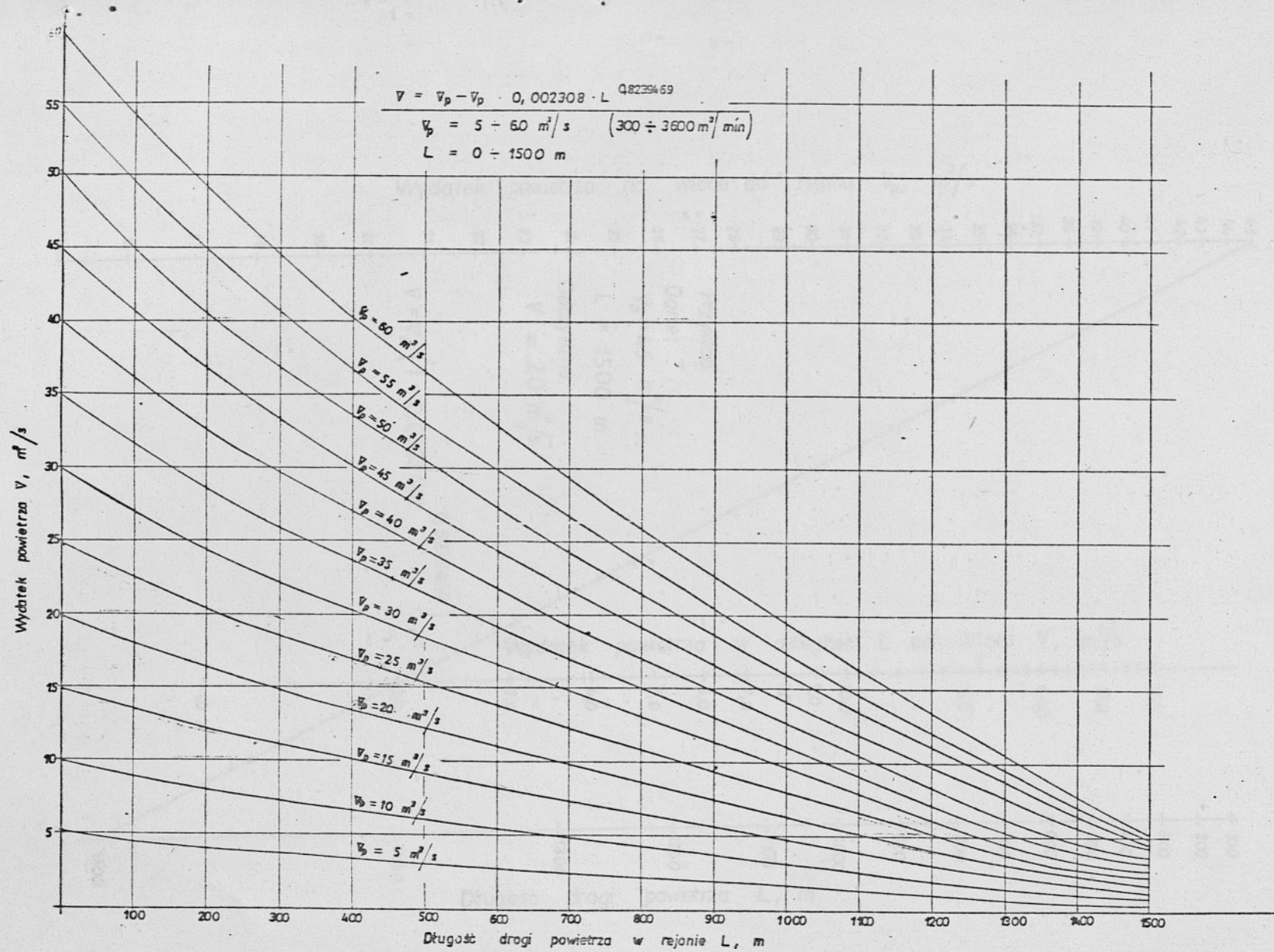
rys. 6.1



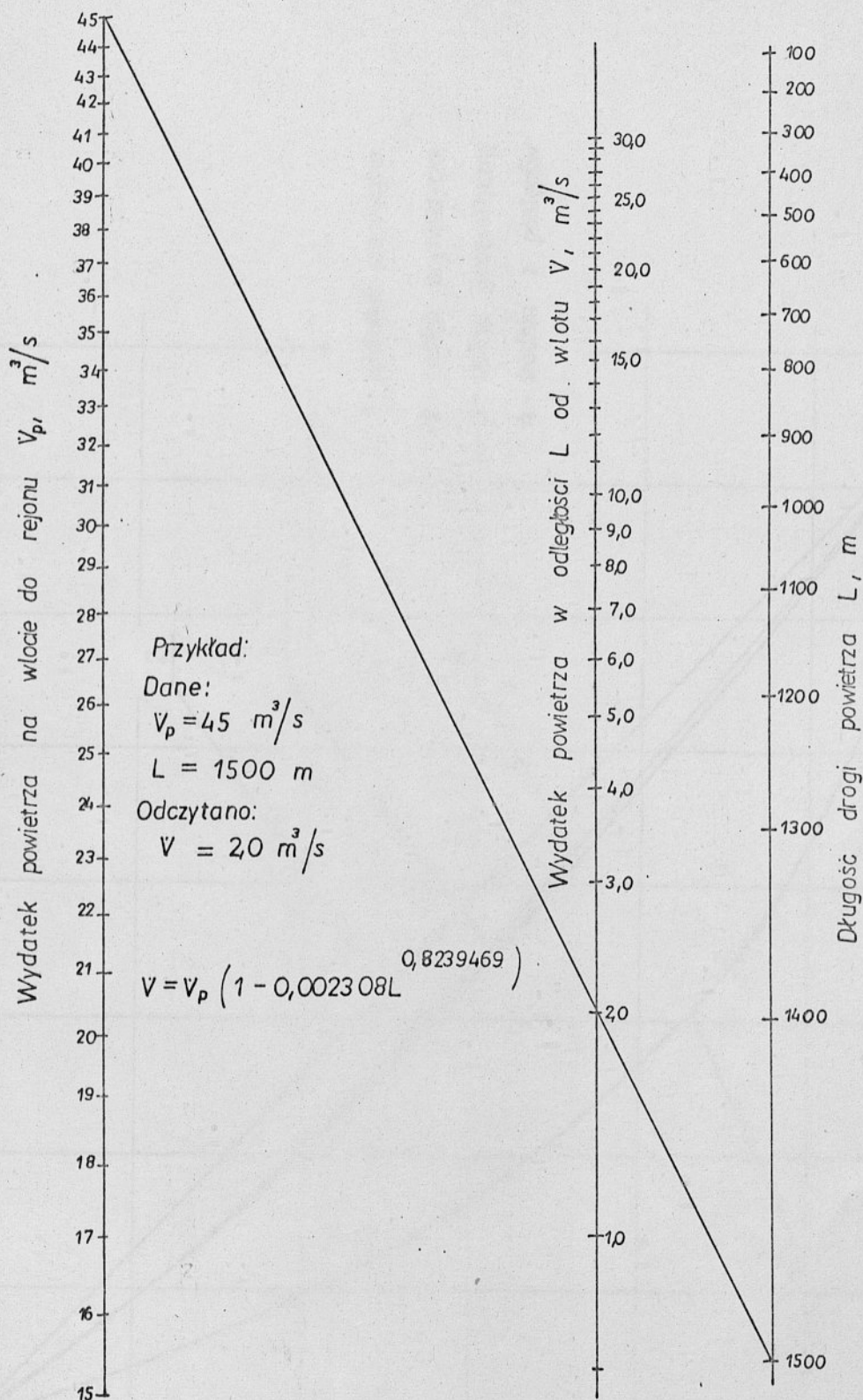
rys. 6.2 a



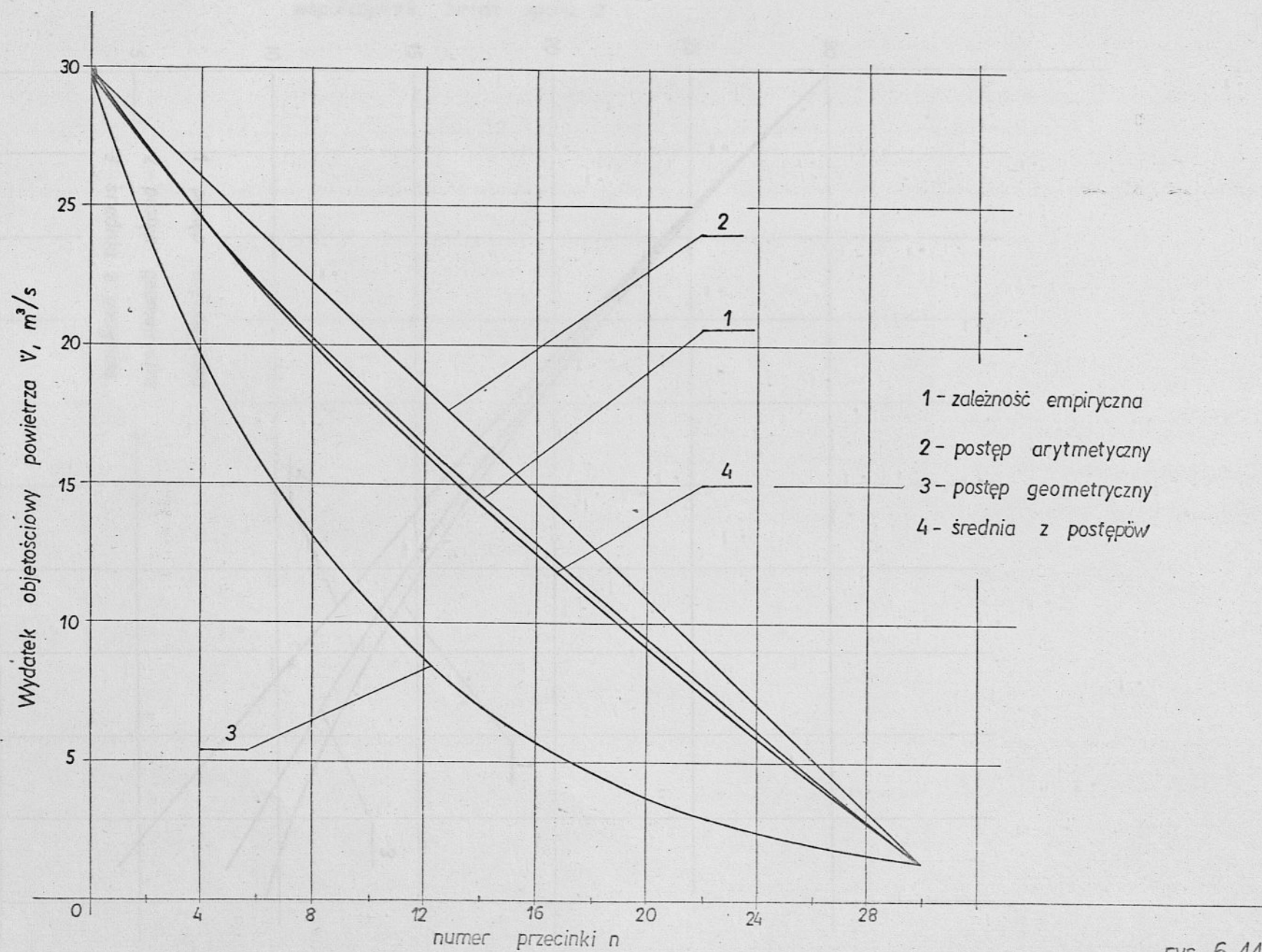
rys. 6.2 b



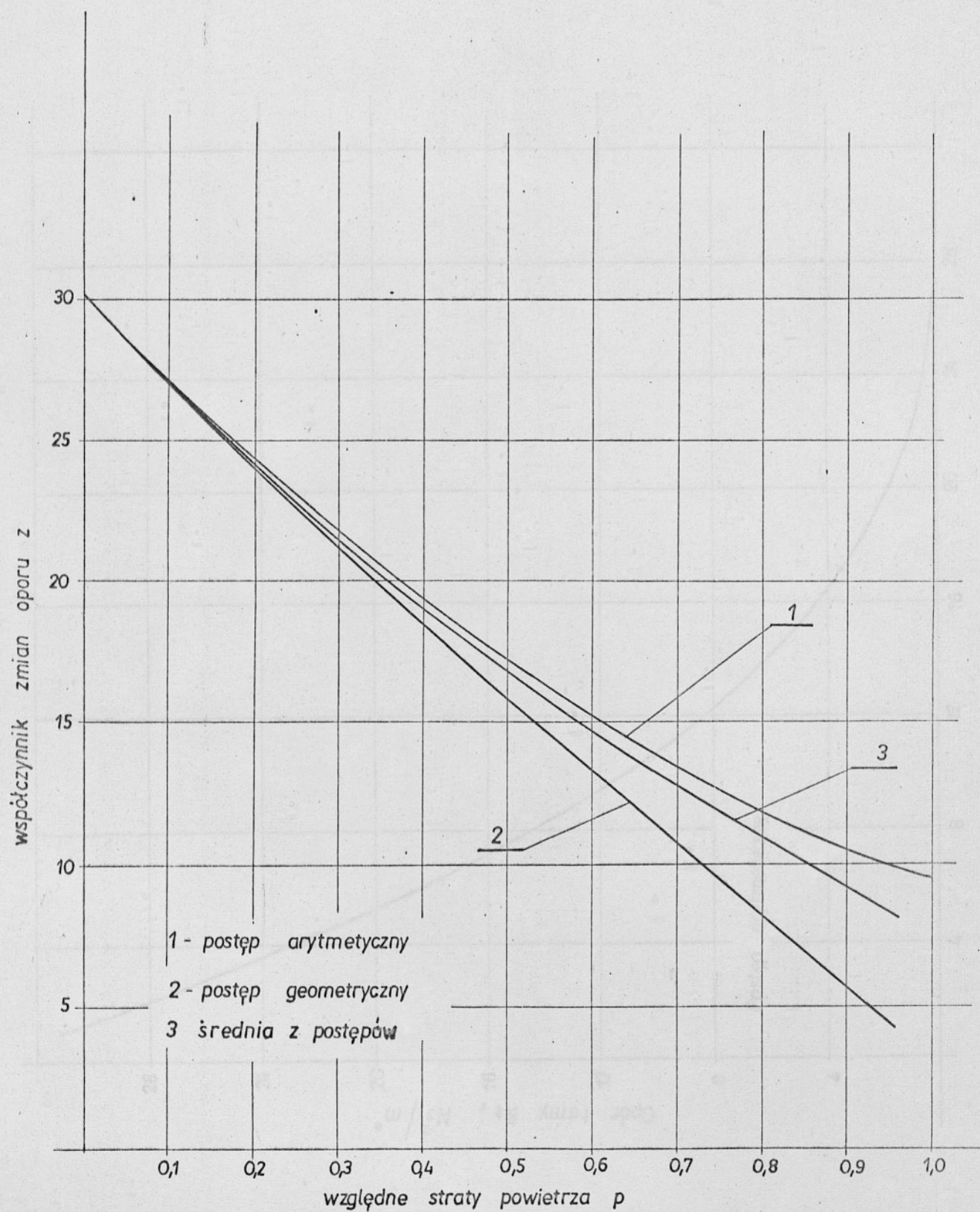
rys. 63



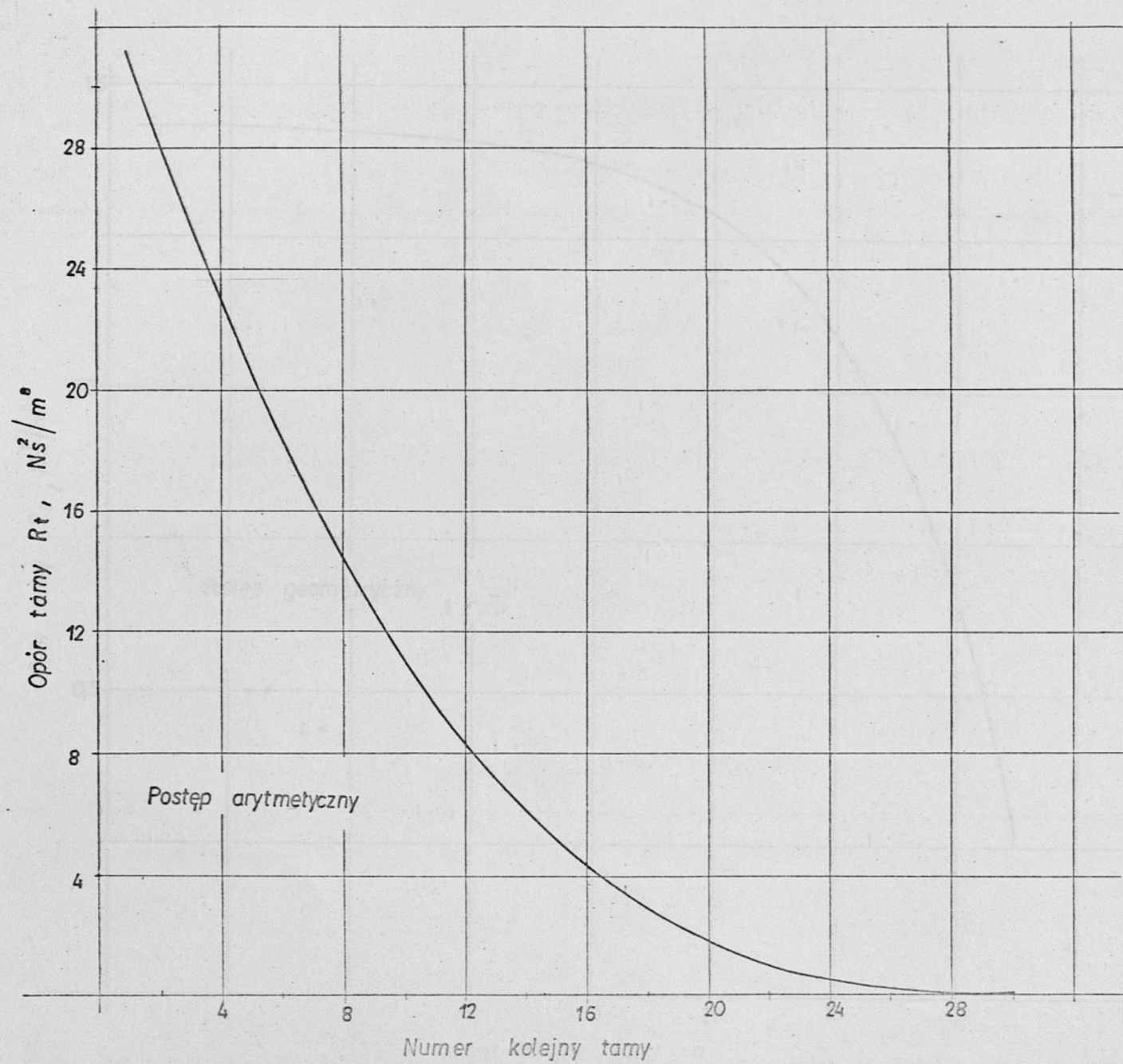
rys. 6.4



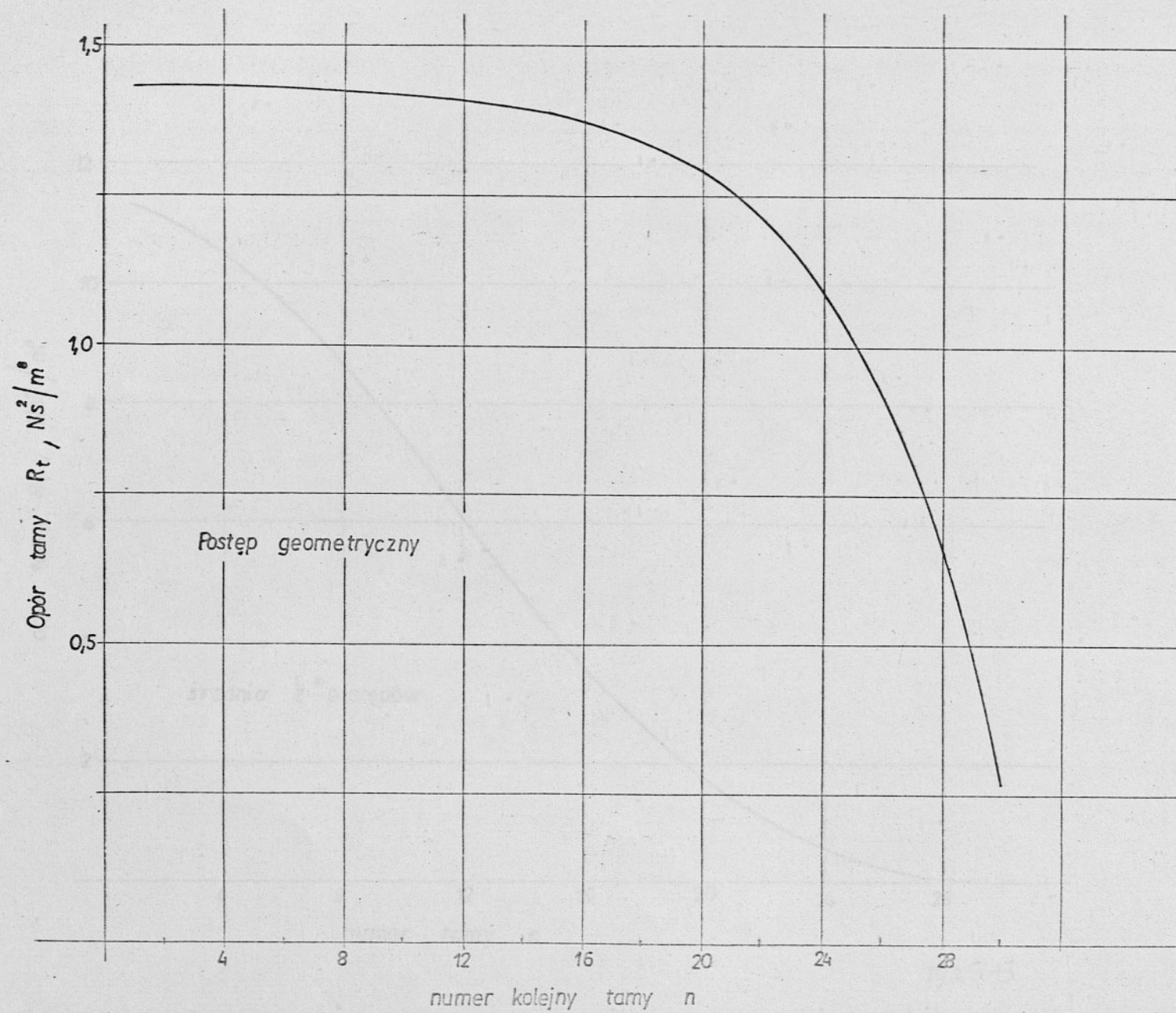
rys. 6.11



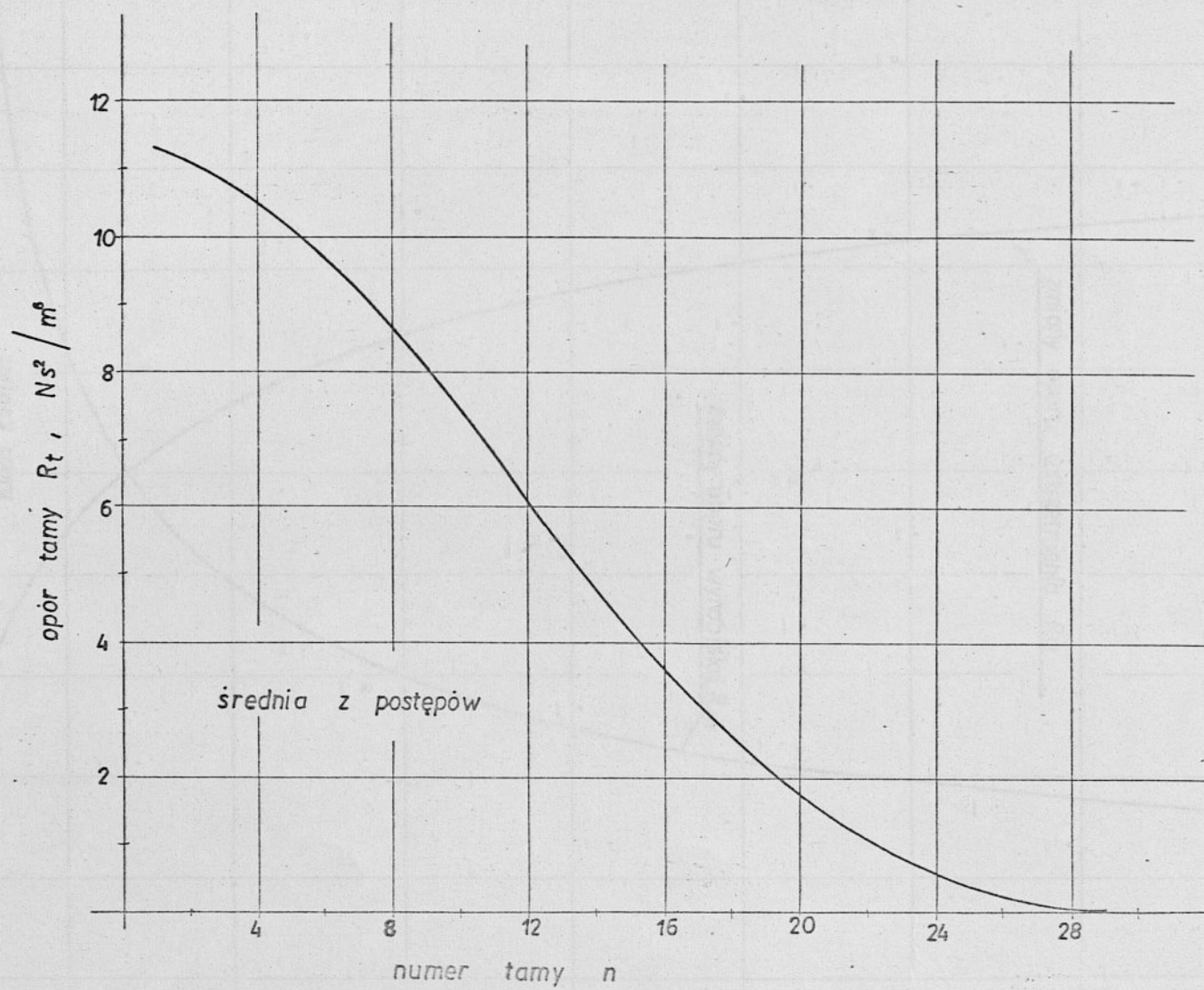
rys. 6.12



rys.6.13

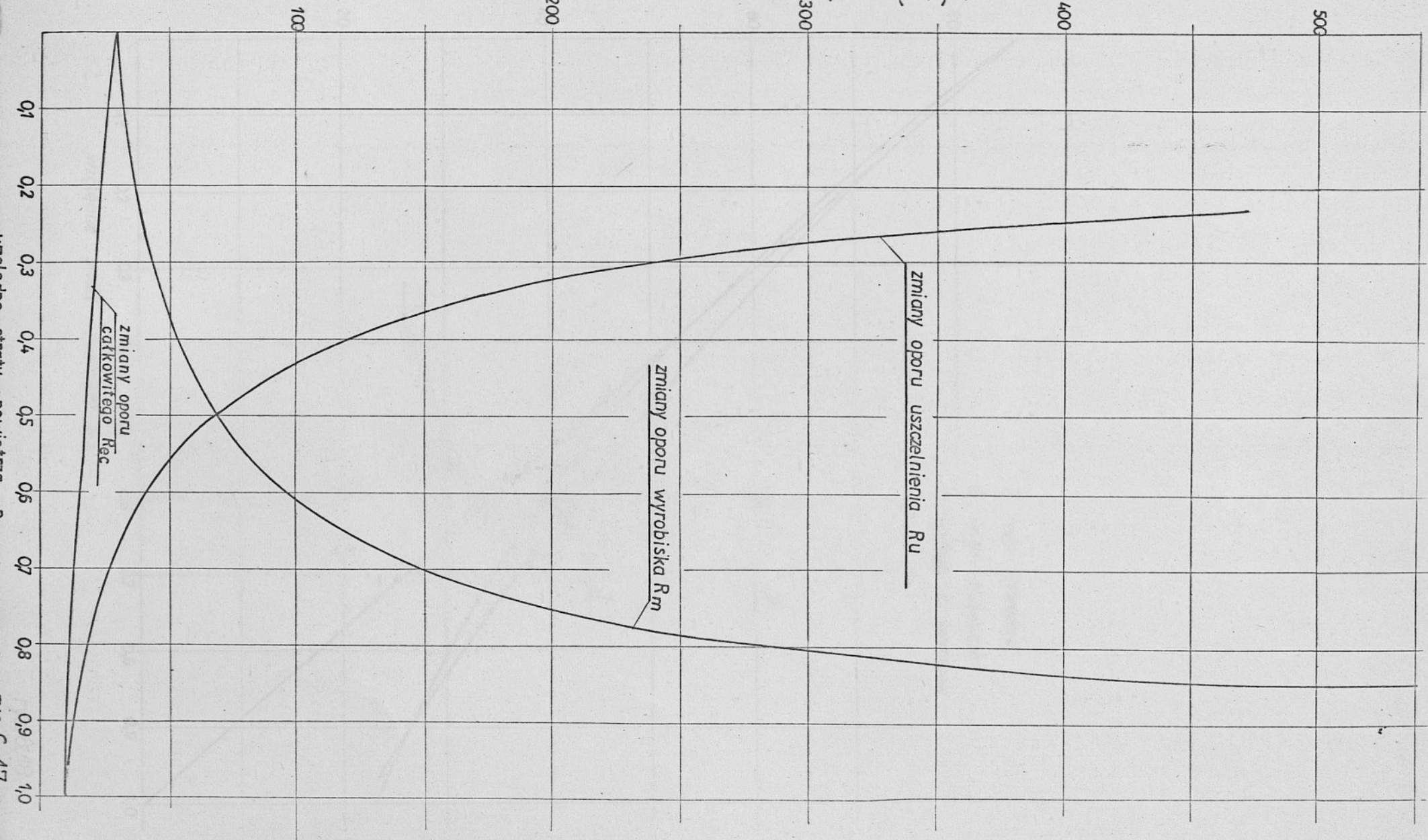


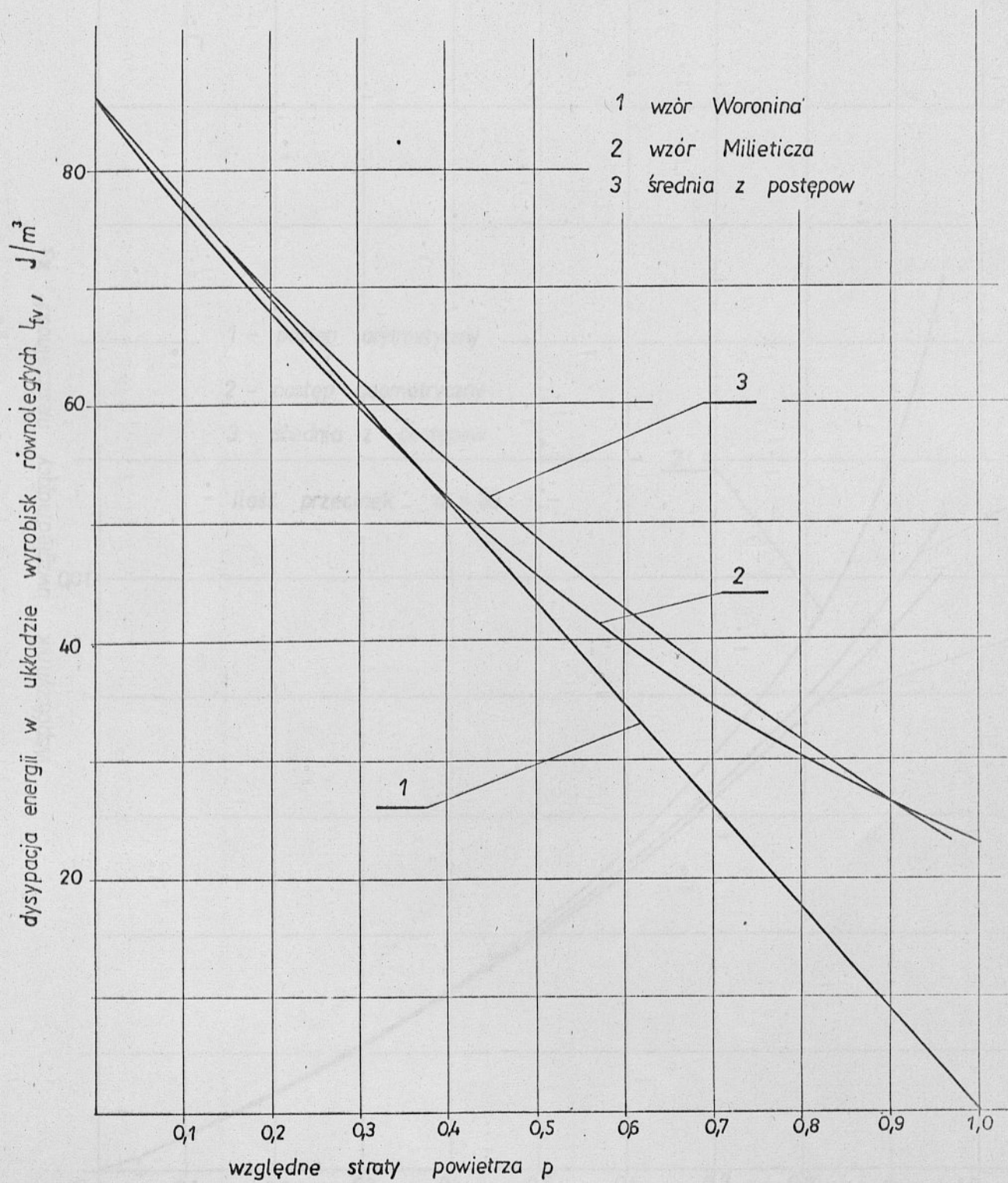
rys. 6.14

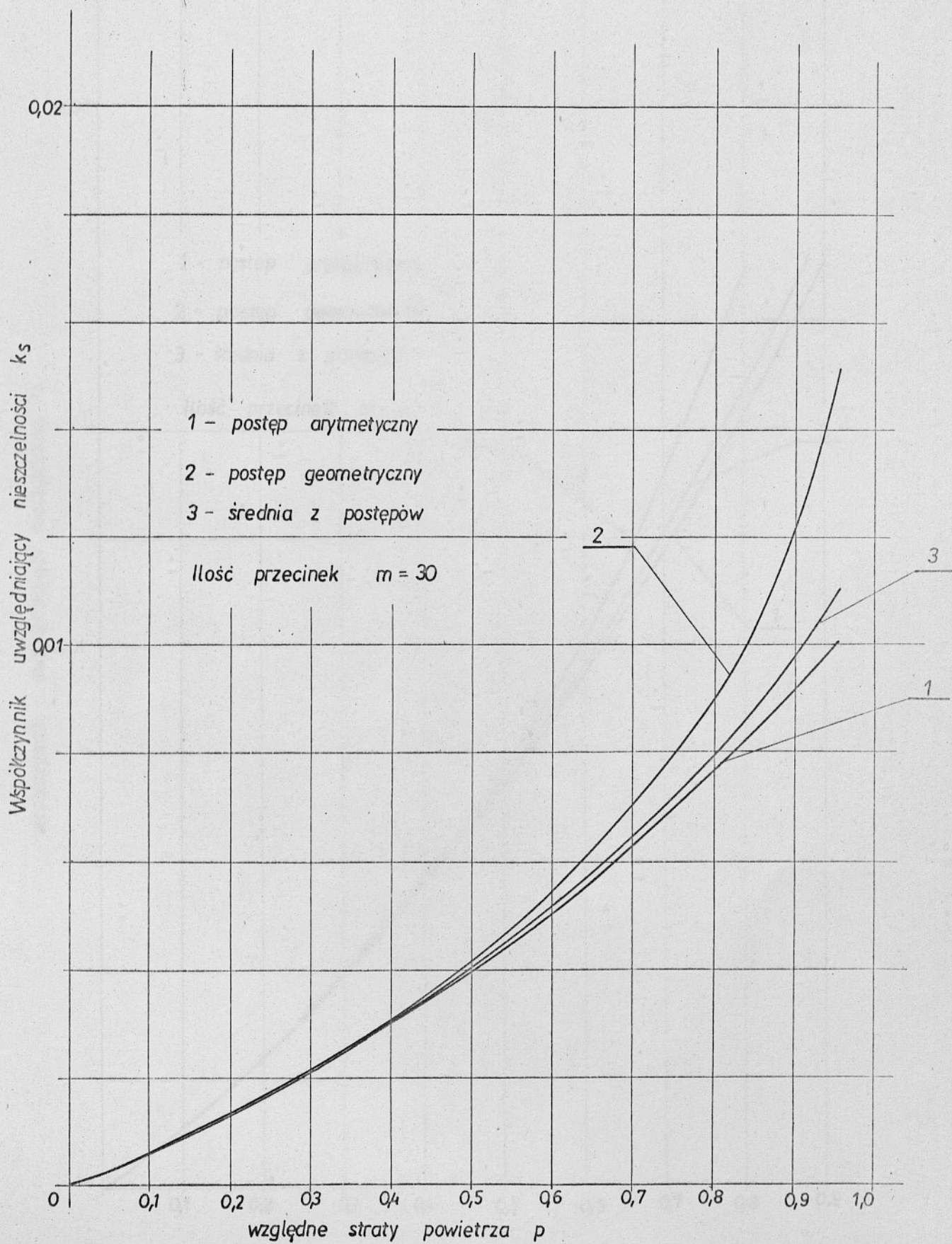


rys. 6.15

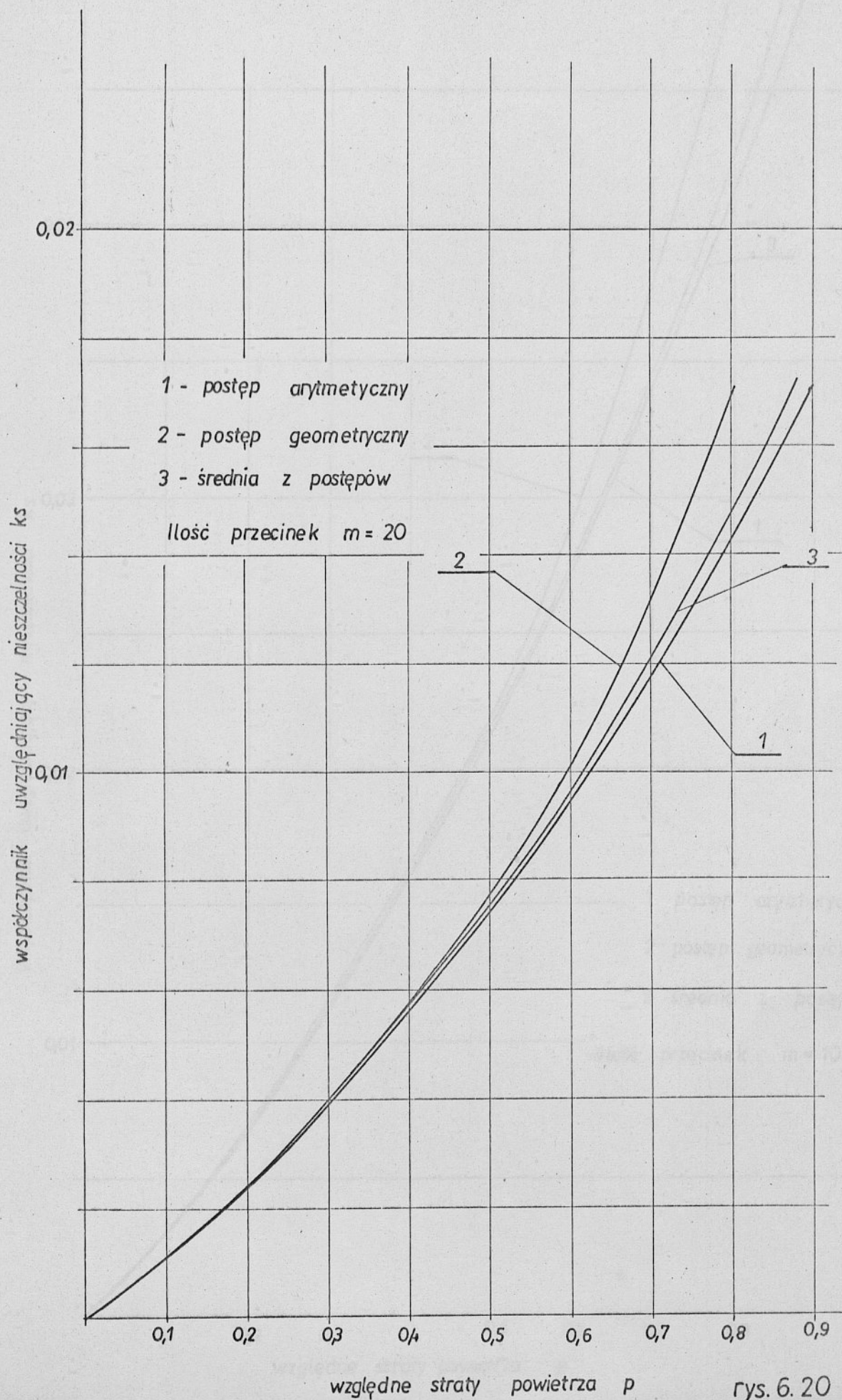
współczynniki zmian oporu z , $\frac{z}{p^2}$, $\frac{z}{(1-p)^2}$



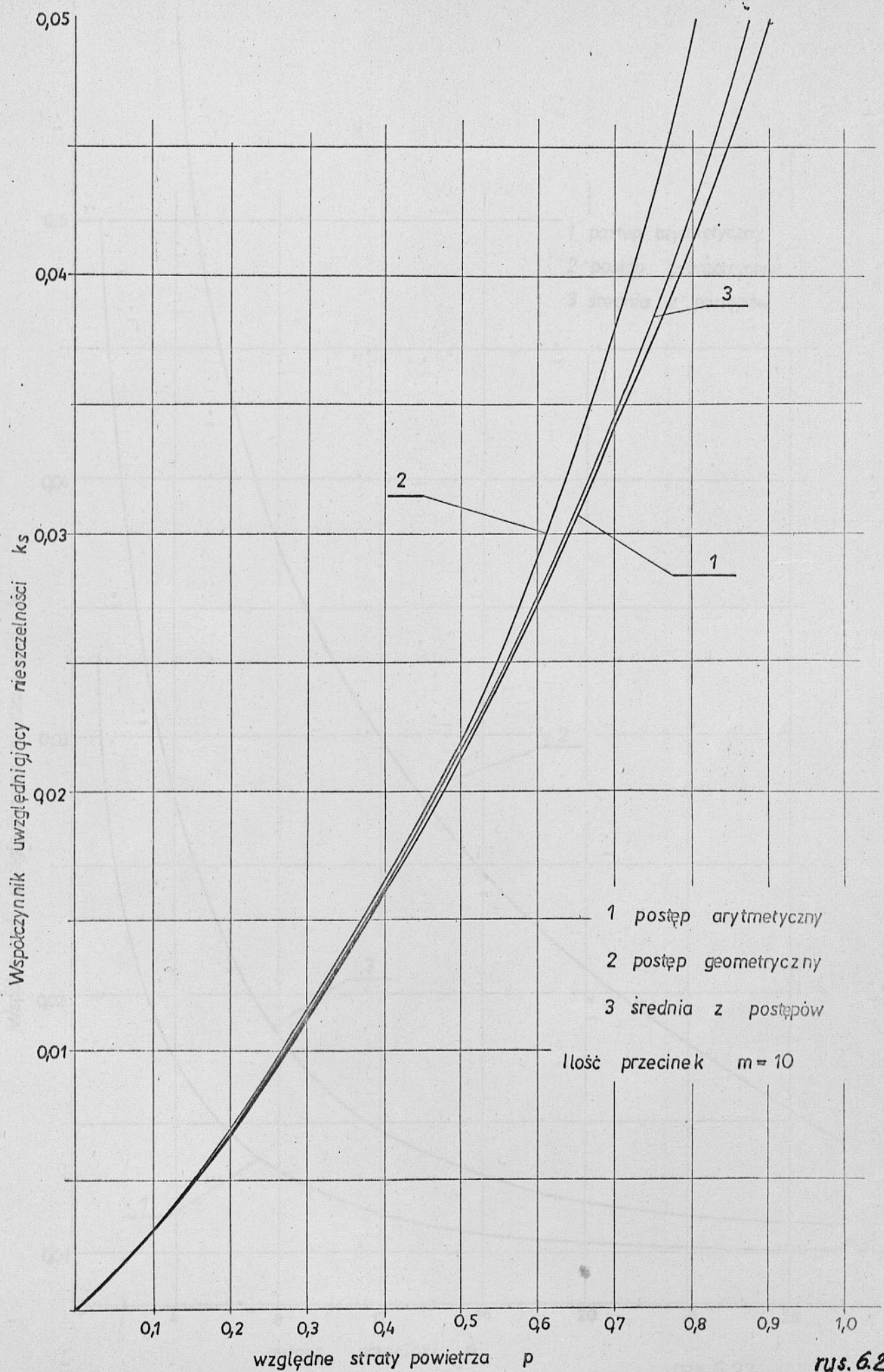




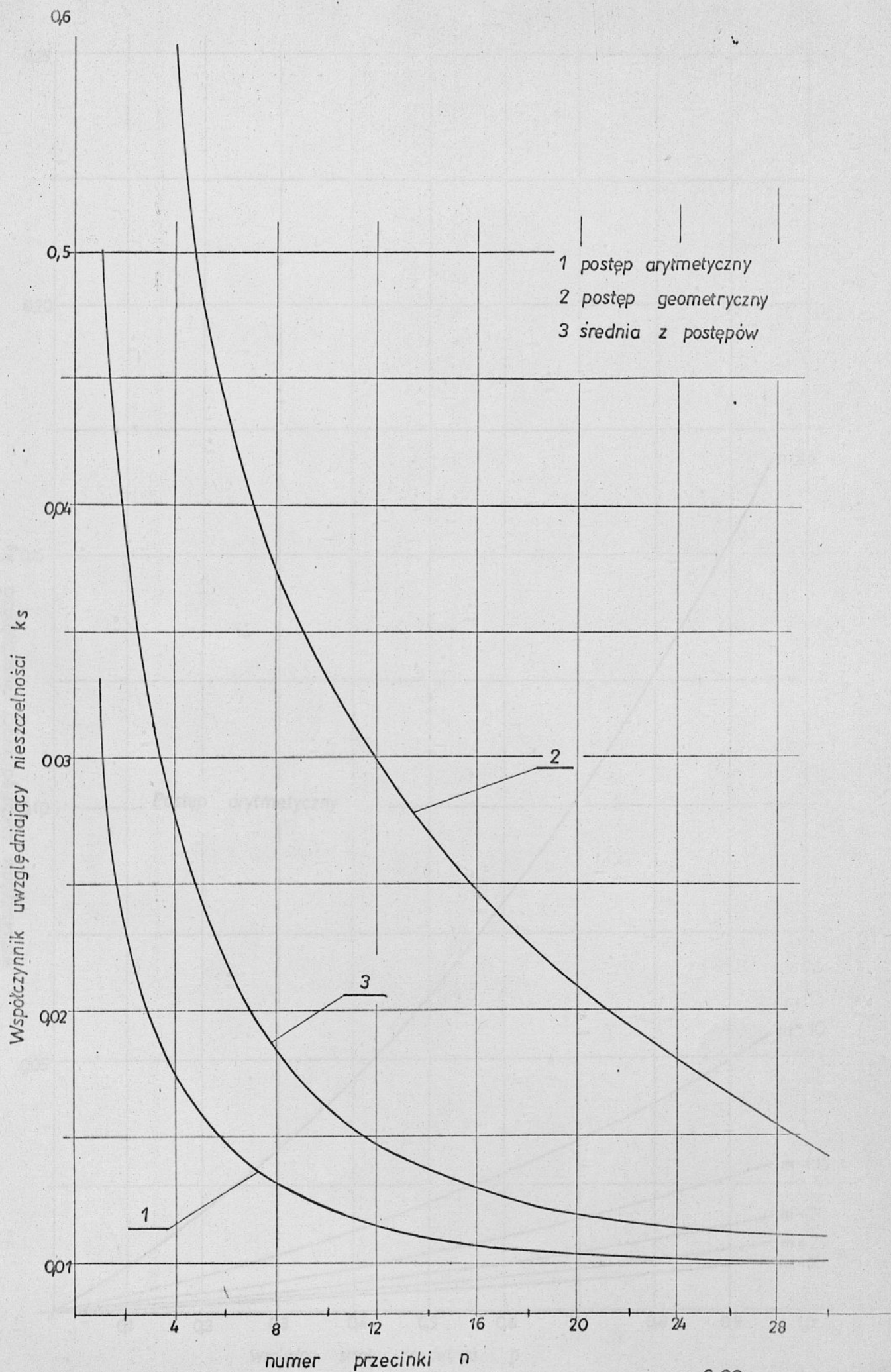
rys. 6.19



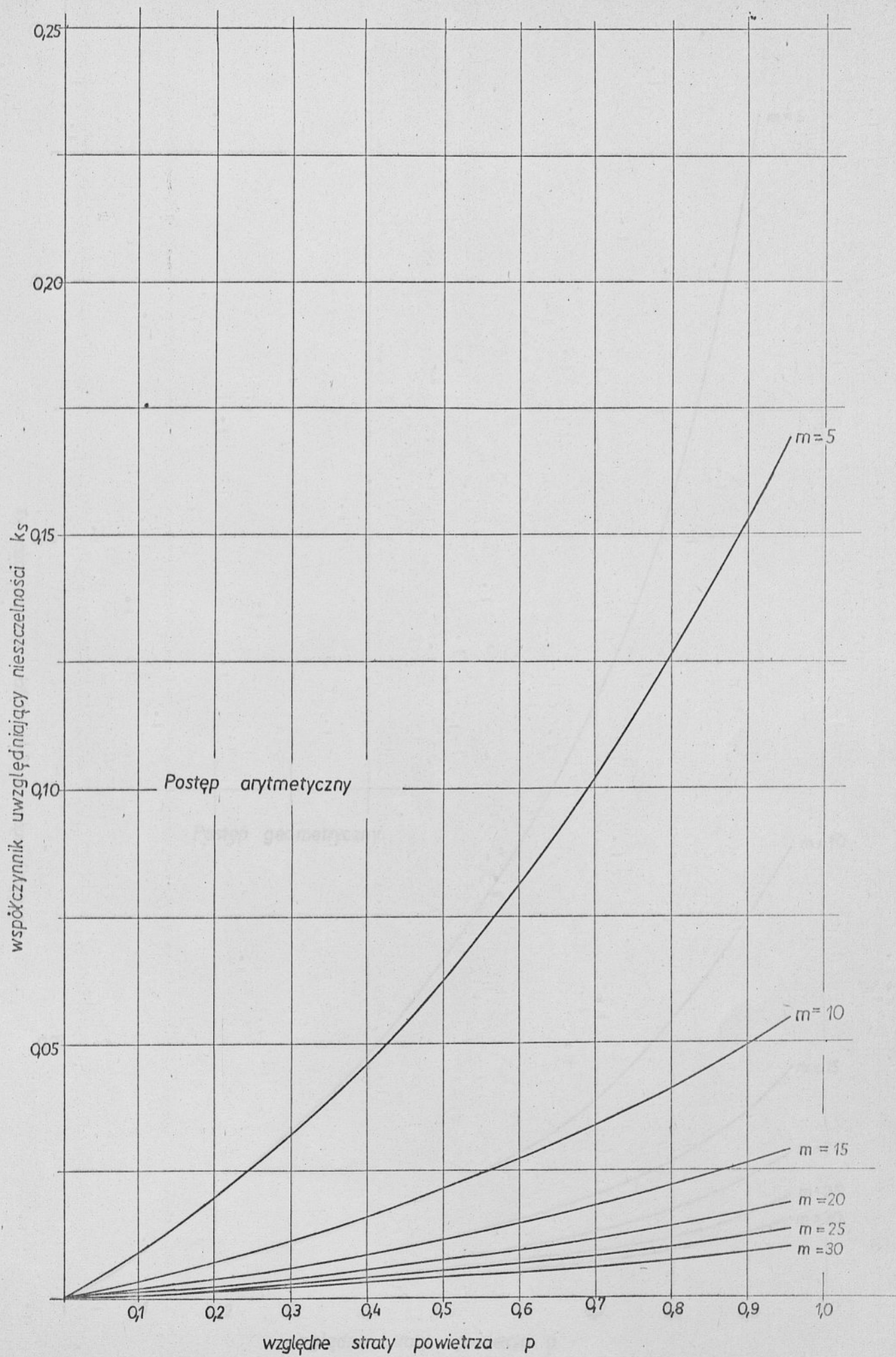
rys. 6.20



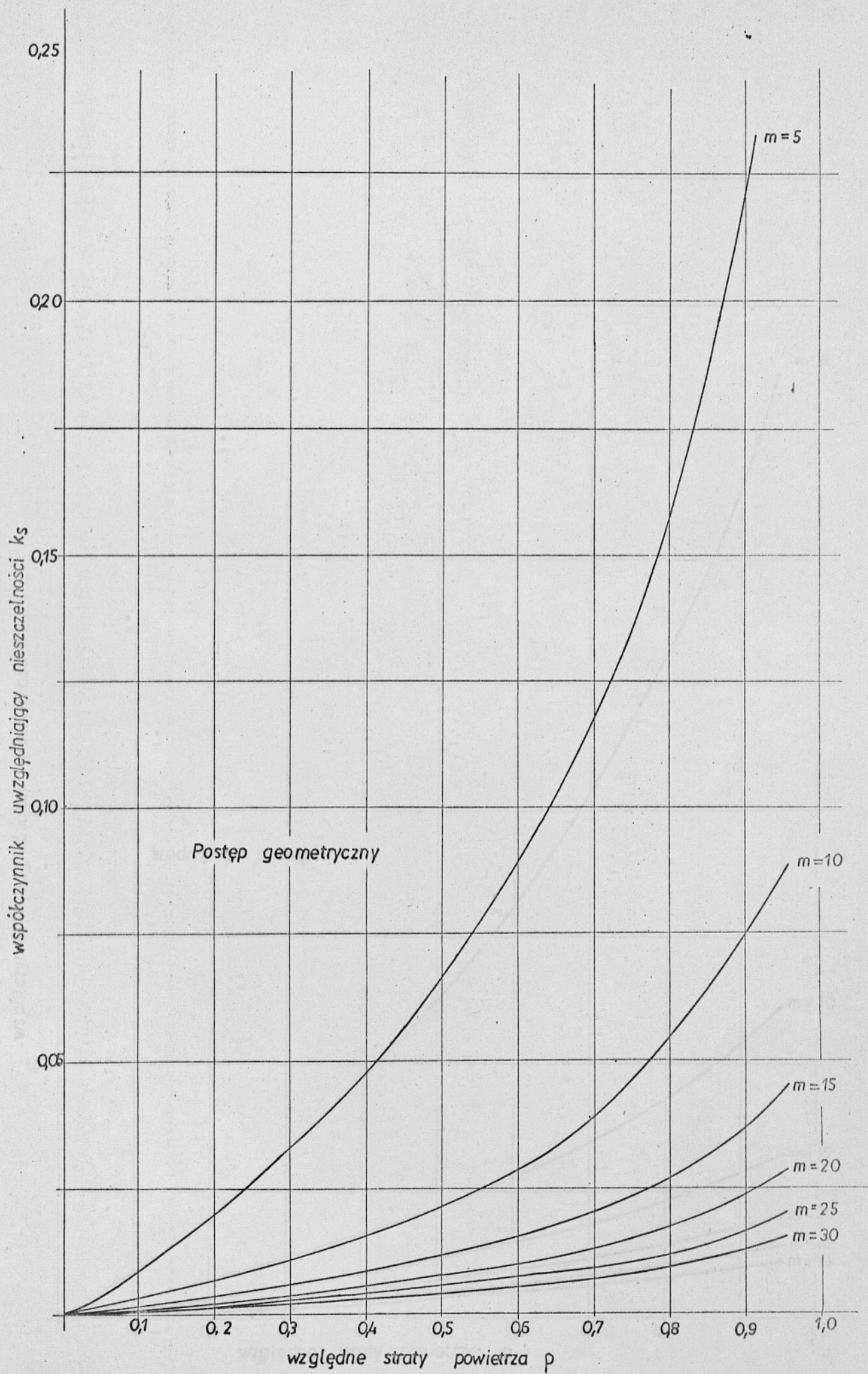
rys. 6.21.



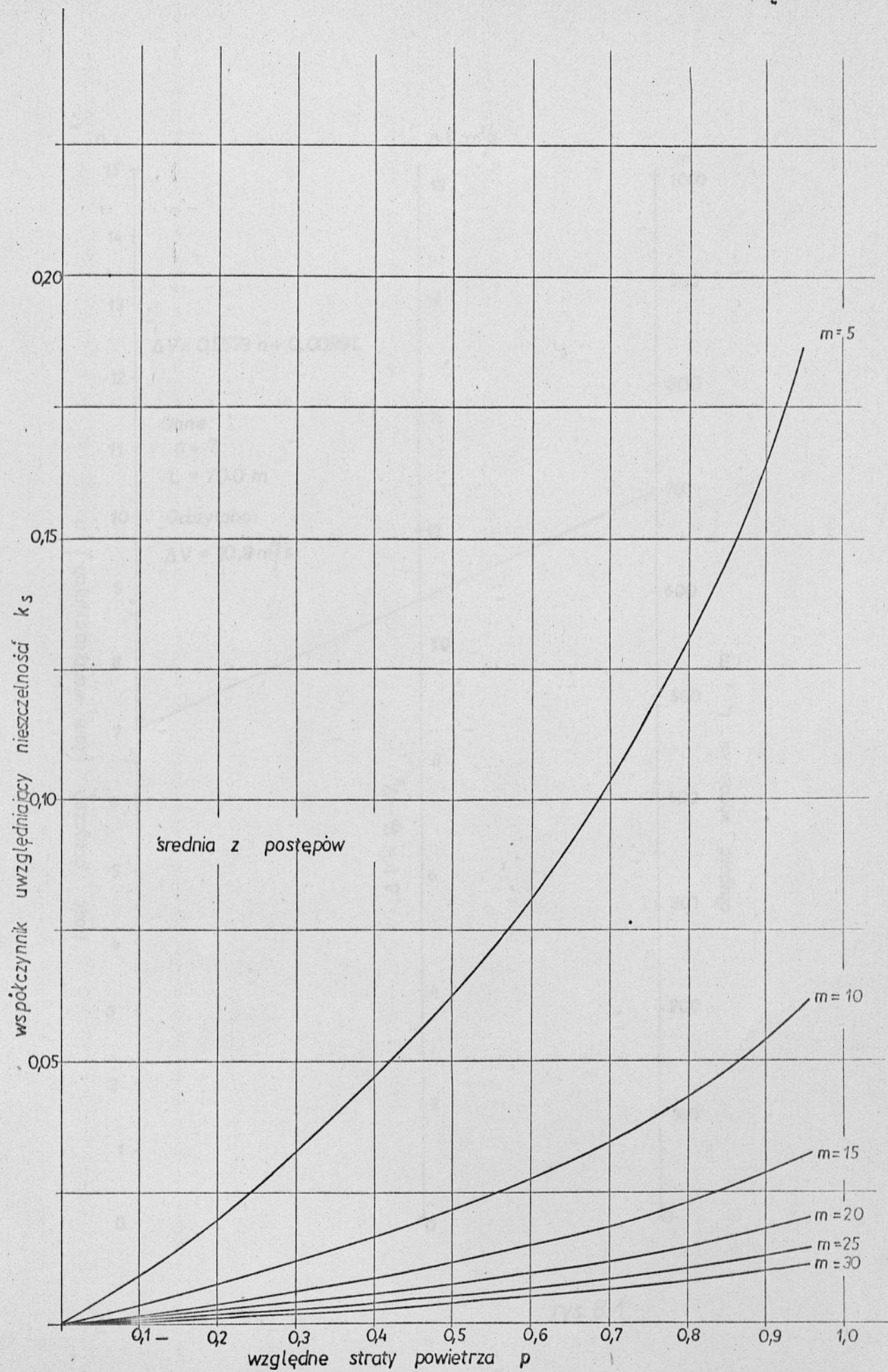
rys.6.22



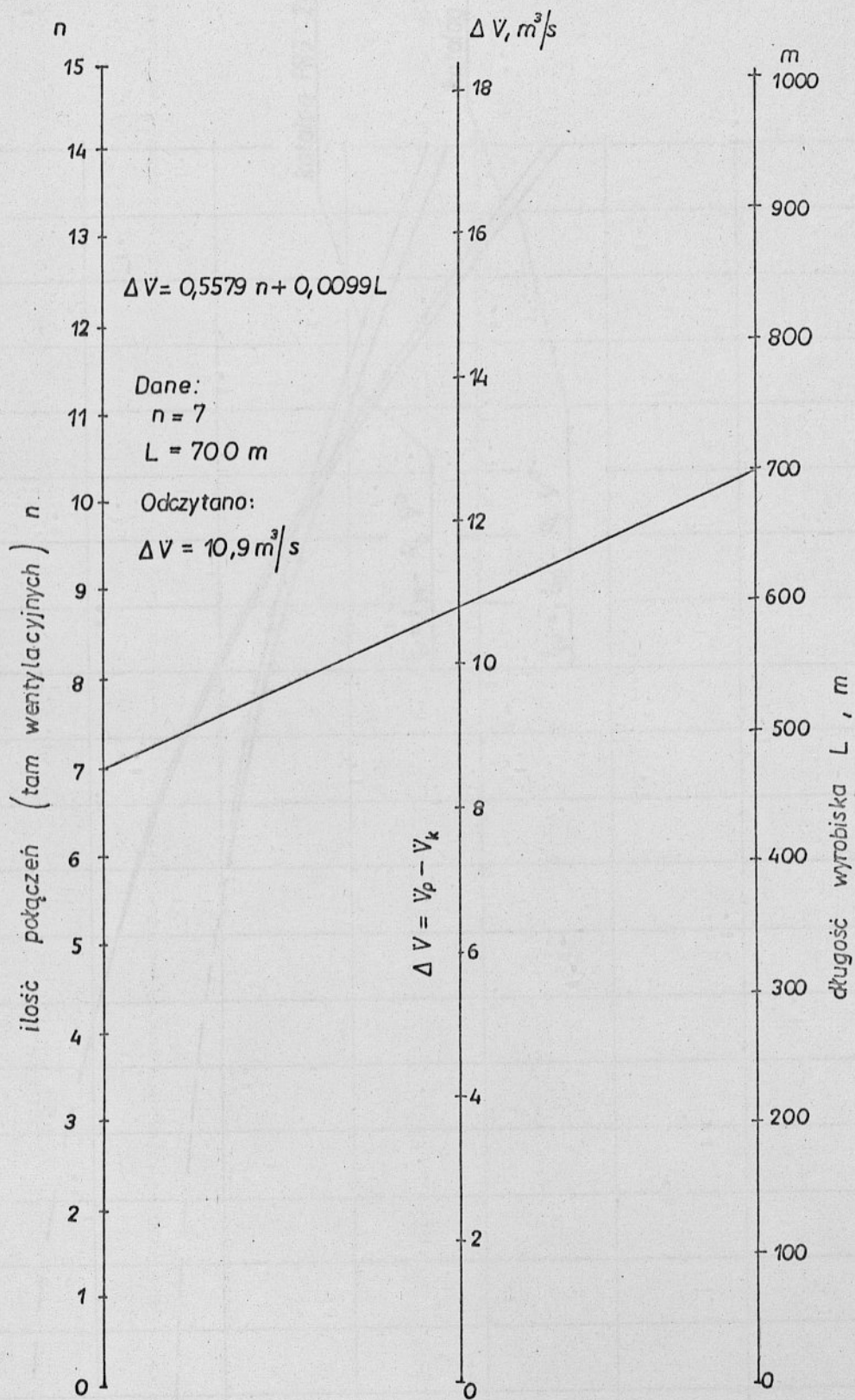
rys. 6.23



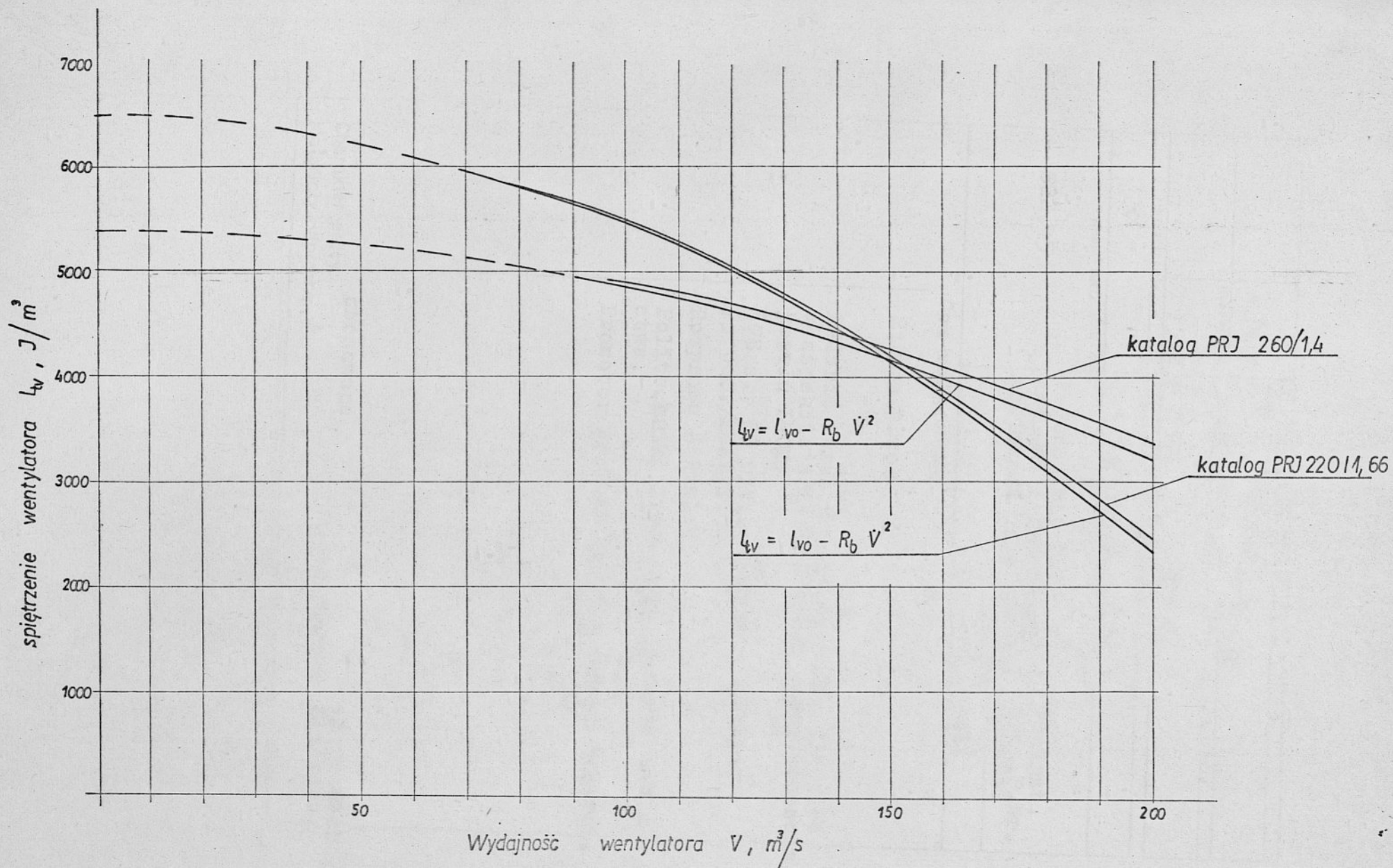
rys.6. 24



rys.6.25



rys. 8.1



rys. 10.4

		1	2	3	4	5	6	7	8	9
	* N *	D N P R N T A N								
		0810								
	Nazw. posz. pr.	Zakończ. pr.		Opubl. pr.		Instytut		Nr. tematu		
	0972	0876				I11				
Nr zlecenia		Nr archiwalny								
		I 1 1/K-1 4 3 / 7 6 *								
Symbol UKD		Prowadzenie powietrza								
622.45		szybami i innymi wy-								
		robiskami kopalnianymi								
		76:Inst. Górn. P. Wr. MNSzWiT								
		pol.								

Opis bibliograficzny

Sikora Marek

Badanie strat powietrza w ZG Polkowice
w aspekcie intensyfikacji przewietrzania
kopalń LGOM.

178 s., 60 rys., 48 tabl., bibliogr.
75 poz./maszyn.powiel./

Rozprawa doktorska

Politechnika Wrocławska Instytut Górni-
ctwa.

Promotor Prof.dr hab.inż.Henryk Bystroń.

Charakter pracy: stosowana
Materiały odpłatne A

Rozpowszechnienie na prawach
rękopisu

Analiza dokumentacyjna
<D

Przedstawiono dotychczasowe badania obce nad stratami powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych. Na podstawie badań własnych strat powietrza w kopalni Polkowice wyprowadzono zależności pozwalające obliczać wydatki prądów powietrznych i dysypację energii w bocznicach sieci wentylacyjnych z uwzględnieniem strat powietrza. Wprowadzono pojęcie współczynnika charakteryzującego nieszczelności układu wyrobisk równoległych. Opracowano metodę wyznaczania strat zewnętrznych powietrza i oporów zamknięcia zrębów szybów wydechowych. W oparciu o wyprowadzone zależności wykonano przykład projektowania wentylacji kopalń z uwzględnieniem strat powietrza.

Imię i Nazwisko autora analizy

MAREK SIKORA

Słowa kluczowe

<S

Przewietrzanie kopalń, straty powietrza

**0480*00* 005577

<A _____ *B _____ *C _____ *D _____

*E _____ *F _____ *G _____ *H _____

tylko PRL	CINTE	APW	Podpis red.	Podpis asyst. d/s badań.	Potwierdzenie przyjęcia poprawki.	Potwierdzenie przyjęcia karty w Oddziale Doku- mentacji.
tak	tak	nie				
Wpisać TAK lub NIE						

